



**UNIVERSIDADE FEDERAL DO PARÁ
CAMPUS DE MARABÁ
FACULDADE DE ENGENHARIA DE MINAS E MEIO AMBIENTE**

ANA LUIZA COELHO BRAGA

**PROPOSTA DE ENSAIOS VISANDO MELHORIAS NA PERFURAÇÃO E
CARREGAMENTO DOS FUROS NA MINA DE SALGEMA DE REALMONTE
PERTENCENTE À EMPRESA ITALIANA ITALKALI S.p.A.**

**MARABÁ
2013**

ANA LUIZA COELHO BRAGA

**PROPOSTA DE ENSAIOS VISANDO MELHORIAS NA PERFURAÇÃO E
CARREGAMENTO DOS FUROS NA MINA DE SALGEMA DE REALMONTE
PERTENCENTE À EMPRESA ITALIANA ITALKALI S.p.A.**

Trabalho de Conclusão de Curso
apresentado à Faculdade de Engenharia de
Minas e Meio Ambiente da Universidade
Federal do Pará – UFPA, em cumprimento
às exigências para obtenção do grau de
Bacharela em Engenharia de Minas e Meio
Ambiente.

Orientador: Prof. Denilson da Silva Costa
Coorientador: Victor Albuquerque de
Carvalho

MARABÁ
2013

Dados Internacionais de Catalogação-na-Publicação (CIP)

(Biblioteca Josineide Tavares, Marabá-PA)

Braga, Ana Luiza Coelho.

Proposta de ensaios visando melhorias na perfuração e carregamento dos furos na mina de salgema de realmonte pertencente a empresa italiana Italkali S.p.A. / Ana Luiza Coelho Braga Orientador, Denilson da Silva Costa. – 2013.

Trabalho de Conclusão de Curso (Graduação) Universidade Federal do Pará, Faculdade de Engenharia de Minas e Meio Ambiente, 2013.

1. Técnicas de perfuração. 2. Perfuração estratigráfica. 3. Mina de Realmonite. I. Título.

CDD - 22 ed.: 622.3381

ANA LUIZA COELHO BRAGA

**PROPOSTA DE ENSAIOS VISANDO MELHORIAS NA PERFURAÇÃO E
CARREGAMENTO DOS FUROS NA MINA DE SALGEMA DE REALMONTE
PERTENCENTE À EMPRESA ITALIANA ITALKALI S.p.A.**

Trabalho de Conclusão de Curso
apresentado à Faculdade de Engenharia de
Minas e Meio Ambiente da Universidade
Federal do Pará – UFPA, em cumprimento
às exigências para obtenção do grau de
Bacharela em Engenharia de Minas e Meio
Ambiente.

Orientador: Prof. Denilson da Silva Costa
Coorientador: Victor Albuquerque de
Carvalho

Data de Aprovação: 01/11/2013

Conceito: EXCELENTE

Banca Examinadora:

Prof. Dr. Denilson da Silva Costa
Universidade Federal do Pará

Prof. Dr. Reginaldo Sabóia de Paiva
Universidade Federal do Pará

Eng. André Brito Branches
Universidade Federal de Ouro Preto

Dr. Luis Clauzio Rennó Machado
Empresa VALE

Aos meus pais, que sempre me deram o
melhor que puderam.

AGRADECIMENTOS

A Deus, por sempre estar ao meu lado em todas as batalhas e jamais deixar-me sentir sozinha.

Aos meus pais, Ana Maria e Jorge Luiz, por terem me educado no caminho do bem, com bons exemplos e acima de tudo por terem sempre me incentivado a buscar os meus sonhos.

A minha irmã, Luana, por entender as minhas ausências e pela amizade de uma vida inteira.

Ao Paul, agradeço pelo carinho, disponibilidade em ajudar e, sobretudo, companheirismo.

As minhas amigas de casa ao longo desses cinco anos, Natália, Milene e Cassiane, agradeço pelas diversas vezes que se dispuseram a ouvir minhas alegrias e tristezas. Em especial à Milene quero agradecer pelo carinho que me cativou a ponto de ter se tornado uma irmã.

Ao meu grupo querido e amigos que levarei pra toda vida Val, Luciana e Anderson. Não tenho dúvidas que vocês foram presente de Deus na minha vida e que vieram para me fazer aguentar viver longe de tudo o que eu amava sem desistir.

A minha grande amiga e técnica da universidade, Rita Quezado, por todos esses anos de ensinamentos e atenção. Obrigada por todo o carinho e pela ajuda desde a iniciação científica.

À família da D. Maria que muitas vezes supriu a ausência da minha. Agradeço imensamente a essa mãe que ganhei de Deus.

À Italkali, pela oportunidade, e a todos que contribuíram direta ou indiretamente para a realização deste trabalho. Em especial, agradeço: aos meus amigos “sorveglianti” Siracusa, Tó Manzela, Franco Mallia, Vincenzo Sigia e Licata por todos os ensinamentos; ao Giuseppe Pirrera por todo o suporte ao longo desses 7 meses e pela amizade; ao Angelo Iannello e ao diretor número 1, Calogero Schembri. Agradeço a todos pelos bons momentos juntos e os pacientes ensinamentos.

Ao meu amigo de estágio, Paulo Santos, pelo companheirismo e momentos de distração.

Aos professores da FEMMA, pelos valiosos ensinamentos e conhecimentos transmitidos, em especial aos Profs. Lucinewton, Sabóia e Denilson, meus orientadores de iniciação científica e mentores.

Ao meu coorientador, Victor Carvalho, pela ajuda incondicional e essencial na elaboração do trabalho.

Ao meu amigo, Luis Machado, por toda atenção dedicada a mim em diversos momentos ao longo dos meus anos de faculdade, em especial, agradeço pela contribuição no meu TCC.

Ao meu orientador, prof. Denilson, que se tornou um grande amigo, esteve sempre disponível e com imensa boa vontade em me ajudar.

“Mas os que esperam no senhor,
renovarão as suas forças, subirão com
asas como águias, correrão e não se
cansarão, caminharão e não se
fatigarão”.
Isaías 40:31

RESUMO

No presente estudo realizado na mina subterrânea de salgema de Realmonde são propostas algumas melhorias nas etapas de perfuração e carregamento dos furos com o intuito de aumentar o rendimento das detonações, o avanço e o nível de segurança das aberturas. A lavra subterrânea através do método tradicional de perfuração e desmonte com explosivos apresenta alguns pontos que merecem especial atenção, dentre eles as etapas de perfuração e carregamento dos furos. O controle do posicionamento e da reticidade dos furos aproximando ao máximo o plano de fogo *in situ* àquele idealizado, influencia diretamente no sucesso do desmonte, no tocante tanto à fragmentação e deslocamento da rocha quanto ao avanço obtido após a detonação. Furos muito próximos podem ocasionar a detonação de cargas por simpatia, não respeitando os tempos de retardo, aumentando a carga máxima por espera bem como os níveis de vibrações; da mesma forma furos excessivamente distantes resultam em blocos muito grandes, difíceis de transportar e que necessitam, nos casos mais extremos, de um desmonte secundário, aumentando os custos e os tempos de ciclo na lavra. Similarmente a etapa de carregamento dos furos deve ser conduzida de modo que o desmonte não perturbe demasiadamente o maciço remanescente, ao gerar novas falhas e fraturas, contribuindo para o aumento da instabilidade das aberturas. Medidas simples como a instalação de um inclinômetro na perfuratriz utilizada na mina e a redistribuição da carga de explosivos de forma racional nos furos poderiam aumentar em, aproximadamente, 20% o avanço e em 30% volume desmontado a cada detonação e diminuir, conseqüentemente, a razão de carga em até 21%.

Palavras-chave: Mina de Realmonde. Salgema. Perfuração. Carregamento dos furos.

ABSTRACT

In the present study, developed in the Realmonte's rocksalt mine, are suggested some improvements in the stages of drilling and charging of holes in order to increase the yield of blasting, advance per round and openings security level. The underground mining through the traditional method of drilling and blasting with explosives presents some points that deserve special attention including the steps of drilling and charging of holes . The control of positioning and straightness of holes approaching the most firing pattern *in situ* to that idealized, directly influences the blasting success, regarding both the fragmentation and displacement of rock and the yield per round. Holes so close can cause the load sympathy detonation, not respecting the delay time, increasing the maximum load for waiting as well the levels of vibration; likewise holes faraway results in blocks large, that are difficult to be transported, and require, in extreme cases, a secondary blasting, increasing costs and cycle times. Similarly the step of charging must be conducted so that the remaining rock do not be overmuch disturbed, through the generation of new faults and fractures, contributing to the increased instability of the openings. Simple measures such as the installation of an inclinometer in the drilling machine used in the mine and the redistribution of the explosives cartridges in a rational way in the holes may increase by approximately 20% the advance per round and by 30% the blasted volume after each detonation, and reduce, accordingly, the charge ratio up to 21 % .

Key-words: Realmonte Mine. Rocksalt. Drilling. Charging.

LISTA DE ILUSTRAÇÕES

Figura 01 – Ciclo básico do desmonte com explosivos (Tamrock, 1999).....	16
Figura 02 – Distribuição dos furos no plano de fogo.....	19
Figura 03 – Pilão em V (SILVA, 2007).....	20
Figura 04 – Acoplamento (KLEN, 2010)	23
Figura 05 – Influência do diâmetro no n.º de furos, na fragmentação da rocha, na altura da pilha e no porte do equipamento de carregamento (SILVA, 2007).....	25
Figura 06 – Erros de Perfuração (Tamrock, 1999).	25
Figura 07 – Ângulo <i>look-out</i> (Tamrock, 1999).....	27
Figura 08 – Métodos de Lavra Subterrânea (BRADY E BROWN, 2004).	28
Figura 09 – Método <i>shrinkage</i> (DESRIZAL, 2012).....	29
Figura 10 – Método <i>cut and fill</i> (BONDUÀ, 2012).....	30
Figura 11 – Método VCR (BONDUÀ, 2012).....	31
Figura 12 – Método <i>sublevel caving</i> (HAMRIN, 1980).	32
Figura 13 – Método <i>block caving</i> (Atlas Copco, 2007).....	32
Figura 14 – Método <i>longwall</i> (Atlas Copco, 2007).	33
Figura 15 – Método de exploração por câmaras e pilares (NAIDEI, 2013).	35
Figura 16 – Método <i>Sublevel Stopping</i> (Atlas Copco, 2007).	35
Figura 17 – Localização geográfica do empreendimento (<i>Google Maps</i>).....	36
Figura 18 – Salgema (Italkali S.p.A.).	40
Figura 19 – <i>Soletta</i> (Italkali S.p.A.).	41
Figura 20 – Rampa principal (Italkali S.p.A.).....	41
Figura 21 (a) e (b) – Igreja de sal.....	41
Figura 22 – Planta de fragmentação (Italkali S. p. A.).....	42
Figura 23 – Cinturão de aço para reforço do pilar.	42
Figura 24 – Fresa mecânica (minerador contínuo).	43
Figura 25 – Perfuratriz hidráulica.	43
Figura 26 – Distribuição atual dos explosivos no plano de fogo das travessas.	45
Figura 27 – Distribuição atual dos explosivos no plano de fogo dos coletores.	45
Figura 28 – Explosivo PREMEX 300 e detonador RIODET.	46
Figura 29 – Carregamento do sal no caminhão (Italkali S.p.A.).	46
Figura 30 – <i>Feeder-breaker</i>	47
Figura 31 – Carregamento do sal no navio.	47

Figura 32 – Fluxograma de extração de salgema na mina de Realmonte pelo método tradicional de desmonte com explosivos.	48
Figura 33 – Esquema de perfuração de furos inclinados nas travessas de 23 m e avanços de 16 m.	49
Figura 34 – Inclinômetro (Tecnord).....	49
Figura 35 – Proposta de distribuição dos explosivos nas travessas de 23 m.	50
Figura 36 – Proposta de distribuição dos explosivos nos avanços de 16 m.....	50

LISTA DE TABELAS

Tabela 01 – Percentagem de erro no alinhamento dos furos.	26
Tabela 02 – Características do explosivo premex 300.....	44
Tabela 03 – Distribuição dos tempos de disparo dos furos nas travessas.....	60
Tabela 04 – Distribuição dos tempos de disparo dos furos nos avanços dos coletores... ..	60

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO	15
2	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	16
2.1	DESMONTE DE ROCHA SUBTERRÂNEO COM EXPLOSIVOS	16
2.1.1	Generalidades sobre Planos de Fogo	18
2.1.1.1	Tipos de Disposições dos Pilões	19
2.1.2	Variáveis de um Plano de Fogo Subterrâneo.....	20
2.1.2.1	Afastamento (A) e Espaçamento (E).....	20
2.1.2.2	Carga Máxima por Espera.....	21
2.1.2.3	Tempos de Retardo	21
2.1.2.4	Tampão (T).....	21
2.1.2.5	Acoplamento	22
2.1.2.6	Volume de Rocha por Furo (V)	23
2.1.2.7	Perfuração Específica (Pe)	23
2.1.2.8	Razão Linear de Carregamento (RL)	23
2.1.2.9	Razão de Carregamento (RC)	24
2.1.2.10	Diâmetro dos Furos	24
2.1.2.11	Retilidade do Furo	25
2.1.2.12	Ângulo <i>look-out</i> (Tamrock, 1999)	27
2.1.3	Sobrescavação.....	27
2.2	MÉTODOS DE LAVRA SUBTERRÂNEA (BRADY E BROWN, 2004).....	28
2.2.1	Métodos com Suporte das Encaixantes	29
2.2.1.1	<i>Shrinkage</i> (Recalque)	29
2.2.1.2	<i>Cut and Fill</i> (Corte e enchimento)	30
2.2.1.3	VCR - <i>Vertical Crater Retreat</i> (Desmonte Vertical em Recuo)	30
2.2.2	Métodos com Abatimento (<i>Caving</i>).....	31
2.2.2.1	<i>Sublevel Caving</i> (Abatimento em Níveis).....	31
2.2.2.2	<i>Block Caving</i> (Abatimento em blocos)	32
2.2.2.3	Longwall	33
2.2.3	Métodos sem Suporte Artificial.....	33
2.2.3.1	Método de Câmaras e Pilares (HARTMAN, 1992).....	34
2.2.3.2	Sublevel Stopping (Recalce em subníveis).....	35

3	CARACTERIZAÇÃO DA ÁREA DE ESTUDO	36
3.1	LOCALIZAÇÃO	36
3.2	A ORIGEM DO DEPÓSITO (ITALKALI S.P.A.)	37
3.3	LINEAMENTOS DE GEOLOGIA GERAL E CONSIDERAÇÕES LITOESTRATIGRÁFICAS	37
3.4	A SALGEMA	39
3.5	A MINA DE REALMONTE	40
4	METODOLOGIA	48
4.1	PERFURAÇÃO	48
4.2	CARREGAMENTO DOS FUROS	49
5	RESULTADOS E DISCUSSÕES	51
6	CONCLUSÃO	53
	REFERÊNCIAS	54
	APÊNDICES	56
	APÊNDICE A - SEÇÃO ESTRATIGRÁFICA B-B' DA JAZIDA DE REALMONTE.....	57
	APÊNDICE B - PLANIMETRIA DA MINA DE REALMONTE	58
	APÊNDICE C - PLANO DE FOGO ATUAL DAS TRAVESSAS DE 23 M E AVANÇOS DE 16 M.....	59
	APÊNDICE D - DISTRIBUIÇÃO DOS TEMPOS DE DISPARO DOS FUROS NAS TRAVESSAS E COLETORES PRINCIPAIS	60
	APÊNDICE E – PROPOSTA DE DISTRIBUIÇÃO DOS EXPLOSIVOS NO PLANO DE FOGO DAS TRAVESSAS E DOS AVANÇOS	61

1 INTRODUÇÃO

Na mineração subterrânea um elemento ao qual nem todos dedicam a atenção merecida é aquele referido à regularidade na disposição e inclinação dos furos de mina. A exemplo disto, provas como as realizadas por TINCELIN e SINOU (1963) conduziram a dizer que “a precisão da perfuração tem importância absolutamente fundamental para o resultado da detonação”. TINCELIN e SINOU (1963) observaram em seus estudos, onde foram realizadas duas séries de disparo com dinamite (uma com perfuração vigiada e outra sem vigilância) que na série sem vigilância perdeu-se mais de 40 cm sobre o avanço médio previsto de 2,3 m.

Outro fator que merece relevância é a distribuição das cargas de explosivo nos furos de mina, uma vez que as diferentes regiões da frente perfurada necessitam de uma razão de carga compatível com o objetivo do desmorte. A distribuição racional dos explosivos é feita com a finalidade de se obter a detonação mais eficaz possível e conter efeitos negativos como a geração de vibração excessiva, *underbreak*, *overbreak* e/ou *backbreak*, a formação de blocos com tamanho excessivo (matacões) ou a demasiada produção de finos.

A mina subterrânea de Realmonte, de que trata este trabalho, pertence à Sociedade Italiana de Sais Alcalinos S.p.A. (Italkali). A Italkali é uma dentre as principais empresas da Europa na área de extração, beneficiamento e exportação de salgema. A mina tem capacidade de produção anual de cerca de 1.500.000 toneladas de salgema, destinada a usos industriais principalmente como anti gelo para estrada (PIRRERA, 2010).

A jazida tem reservas minerárias de grande consistência e interessante potencialidade de desenvolvimento. Até hoje são acertadas reservas de 500 milhões de toneladas de Salgema e é confirmada a presença de quantidade relevante de sais potássicos.

Para a produção do sal a Italkali utiliza o método de longas câmaras e longos pilares, dividindo a mina em cinco níveis e em duas modalidades de extração: com mineração contínua através de fresas e desmorte com explosivos.

Esse estudo é direcionado às galerias onde o avanço se dá com perfuração e desmorte por explosivos. Os objetivos são aumentar o avanço a cada detonação, tornar mais homogênea a fragmentação do maciço, reduzir a presença de blocos instáveis remanescentes nas paredes e teto das galerias. O alcance deste último objetivo aumentará o grau de segurança das aberturas e diminuirá o risco de acidentes aos trabalhadores envolvidos.

2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1 DESMONTE DE ROCHA SUBTERRÂNEO COM EXPLOSIVOS

O desmonte de qualquer tipo de rocha consiste no destaque de uma parte mais ou menos representativa da mesma e é conseguido através de uma sequência de operações que, para ter sucesso, necessita do conhecimento prévio das características do maciço a ser desmontado.

O ciclo básico de desmonte subterrâneo com explosivos é composto pelas seguintes operações (Figura 01):

- Marcação dos furos pelo topógrafo
- Perfuração da galeria
- Carregamento dos furos com explosivo
- Detonação
- Eliminação dos gases e ventilação
- Verificação da segurança da galeria
- Carregamento e transporte do material abatido
- Abatimento de chocos
- Instalação de suporte (se necessário)
- Realização de nova perfuração

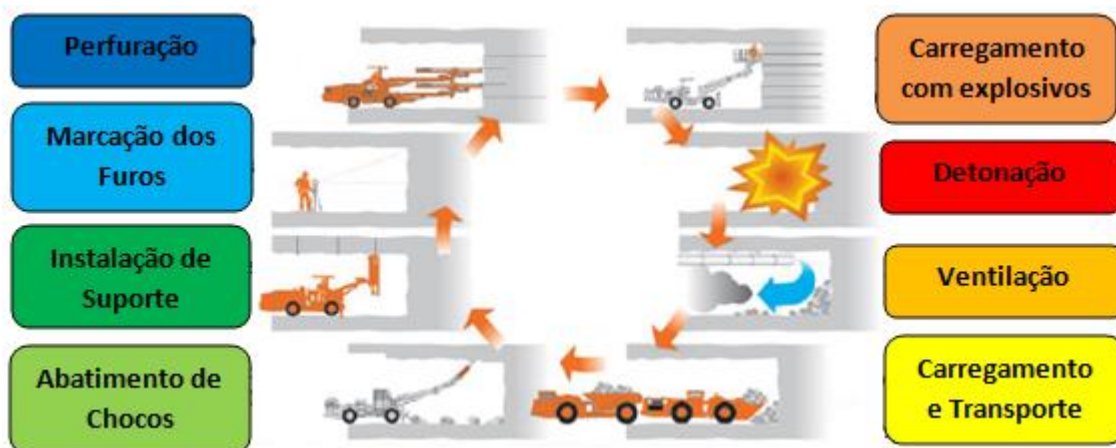


Figura 01 – Ciclo básico do desmonte com explosivos (Tamrock, 1999).

OLIVEIRA (2009) afirma que a perfuração dos furos no maciço, dado ser a primeira operação dessa série, desempenha um papel fundamental no produto final da detonação.

Normalmente associa-se a perfurabilidade de uma rocha, à sua resistência à compressão e define-se como sendo a penetração do *bit* na rocha em metros por minuto. A perfurabilidade vai depender de vários fatores, tais como:

1. Características da rocha
 - composição mineralógica
 - tamanho dos grãos de cristalização
 - porosidade
 - coesão entre os cristais
 - fragilidade
 - anisotropia da rocha
 - espaçamento das descontinuidades
2. Estado de conservação dos acessórios
3. Características de equipamento de perfuração

Durante a detonação, o explosivo provoca a expansão das paredes dos furos onde foi colocado, fraturando a rocha através da ação da onda de choque compressiva e da pressão dos gases liberados na detonação. Esta onda de compressão vai se propagar radialmente em todas as direções, e a sua velocidade de propagação varia com o tipo de rocha, descontinuidades existentes e suas características geológicas e geomecânicas.

Quando a onda de compressão atinge uma superfície de descontinuidade bem como a face livre, parte dela é refletida, dando origem a ondas de tração que se propagam no interior do maciço. Dado a resistência à tração da rocha ser consideravelmente inferior à resistência à compressão, a rocha fratura em parte sob a ação desta tensão.

Com a expansão dos gases derivados da explosão, estes penetram nas fraturas criadas pela onda de compressão, impulsionando a rocha já fragmentada e desmontando parcialmente o maciço rochoso. No entanto, o desmonte só acontece se as cargas explosivas alojadas nos furos forem compatíveis com a distância entre as linhas de furos (OLIVEIRA, 2009).

Os furos de mina e a sua sequência de iniciação são dispostos segundo um plano previamente estabelecido que determina como a rocha vai se romper. Este conjunto é, em geral, denominado plano de fogo.

2.1.1 Generalidades sobre Planos de Fogo

Quando se desenha um plano de fogo, o principal objetivo é assegurar um número ótimo de furos corretamente posicionados e acuradamente perfurados. Isso ajuda a garantir o sucesso do carregamento e da detonação dos mesmos, bem como produzir paredes, teto e piso acurados e precisos. Um plano de fogo planejado considerando esses detalhes é também o método mais econômico e eficiente (Tamrock, 1999).

De acordo com JIMENO (2003), a técnica de abatimento com explosivos é diversa se tratando de bancadas na superfície ou de avanços em subsolo.

Uma mina (furo carregado) posta atrás de uma face livre abate uma porção de rocha em direção ao vazio, mas a quantidade de rocha abatida será maior se a mina detonar em vizinhança a um canto, ou seja, se as faces livres forem duas. Para aprofundar um avanço se faz detonar os furos não um por vez, mas em grupo, instantaneamente ou a pequenos intervalos sucessivos (SEGUITI, 1969).

Portanto, na prática, geralmente detona-se um grupo de furos que abrirão um vazio operando apenas na face livre de ataque e depois se fazem seguir grupos sucessivos de minas, em intervalos de alguns milissegundos conforme determinado no plano de fogo, que alargarão o vazio inicial agindo sobre a parede do mesmo e sobre a face externa, ou seja, sobre duas faces livres.

Dados os diversos fatores envolvidos: área do avanço, comprimento do furo, número de furos, carga por furo, qualidade do explosivo, características da rocha (dureza, compacidade, elasticidade, estratificação, etc.), compreende-se que a disposição e a inclinação dos furos pode gerar um número enorme de combinações (entre disposição dos furos e tempos de detonação). Porém a experiência mostra que as disposições práticas se resumem a um modesto número de esquemas distintos.

O primeiro grupo de furos detonados é situado quase sempre ao centro do avanço e as minas que o compõe se chamam: *de abertura*, *de coração*, *centrais* ou *de pilão*.

As minas que circundam os furos centrais e que partem depois dos mesmos são chamadas *de descarga*, *de alargamento* ou *de produção* e aquelas ainda mais externas (ao longo do perímetro) são chamadas *de periferia* ou *de contorno* e são detonadas por último. As minas de contorno vizinhas ao pavimento são chamadas *de piso*; aquelas altas são chamadas *de teto* ou *de coroa* e aqueles furos laterais, *de parede* (Figura 02).

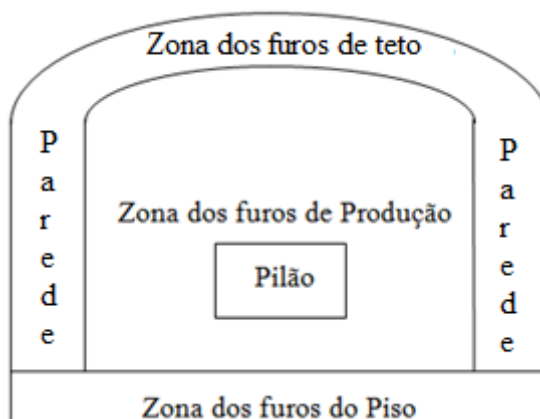


Figura 02 – Distribuição dos furos no plano de fogo.

2.1.1.1 Tipos de Disposições dos Pilões

De acordo com SILVA (2007), para um desmonte ser econômico, é necessário que a rocha a ser desmontada tenha face livre. Em algumas aplicações de desmontes essas faces livres inexistem. É o caso do desenvolvimento de túneis, poços (*shafts*), e outras aberturas subterrâneas, onde se torna necessário criar faces livres artificialmente. Isto é feito preliminarmente no desmonte principal, através da perfuração e detonação de uma abertura na face da perfuração.

A seleção do pilão depende não somente das características da rocha e da presença de juntas e planos de fraqueza, mas também da habilidade do operador, do equipamento utilizado, do tamanho da frente e da profundidade do desmonte.

Os vários tipos de pilões podem ser reagrupados em duas famílias fundamentais: pilões com furos convergentes ou pilões com furos paralelos. Neste texto será dado destaque àqueles convergentes em específico ao pilão em V utilizado em galerias de grandes dimensões.

SILVA (2007), afirma que o pilão em V é o mais simples no sentido em que é constituído de dois furos horizontais oblíquos, convergentes simetricamente em relação ao eixo da galeria. Neste tipo de pilão geralmente se executam duas ou mais cópias de furos a V sobrepostas e o sistema passa a ser chamado em V múltiplo.

O pilão em V requer menos metros perfurados em relação ao pilão com furos paralelos, o que é uma vantagem em túneis largos, porém manter o correto ângulo de perfuração é a principal dificuldade na execução do pilão em V (Tamrock, 1999).

De acordo com JIMENO (2003), o ângulo do vértice interior da cunha não deve ser inferior a 60° , pois do contrário as cargas estariam muito confinadas e haveria necessidade de maior quantidade de explosivo para se obter uma boa fragmentação.

O sistema funciona igualmente bem se os furos em V são verticais ao invés de horizontais (Figura 03).

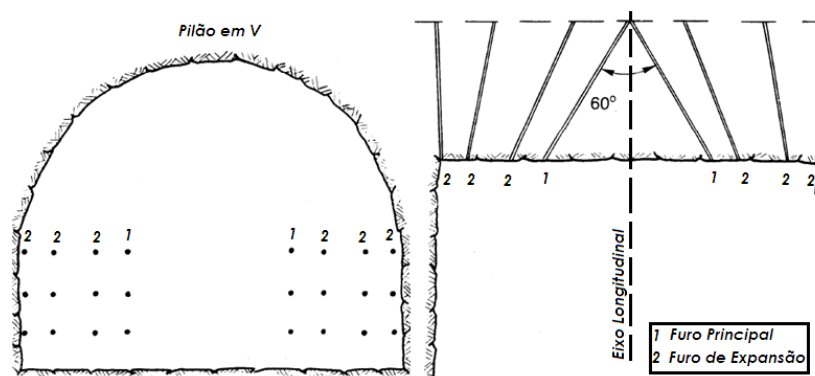


Figura 03 – Pilão em V (SILVA, 2007).

2.1.2 Variáveis de um Plano de Fogo Subterrâneo

2.1.2.1 Afastamento (A) e Espaçamento (E)

O afastamento é a menor distância de uma linha de furos a outra, enquanto o espaçamento é a distância entre dois furos de uma mesma linha.

De acordo com KLEN (2010) quando o afastamento e o espaçamento são excessivos, os gases oriundos da detonação encontram maior dificuldade para fragmentar e arrancar a rocha. Sendo assim, grande parte da energia gerada pelo explosivo é transmitida à rocha, aumentando a intensidade das vibrações.

O espaçamento nunca deve ser menor que o afastamento, caso contrário, o número de matacões será excessivo.

2.1.2.2 Carga Máxima por Espera

A carga por espera é quantidade de explosivo que é detonada em cada intervalo de retardo.

Conforme JIMENO (2003), este é o fator individual mais importante que afeta a geração de vibrações em um desmorte em que se utilizam dispositivos de retardo, ou seja, é a maior carga por retardo que influencia diretamente na intensidade das vibrações e não a carga total do desmorte, sempre que os tempos sejam maiores que 8 ms para que não haja interferências entre as ondas geradas.

2.1.2.3 Tempos de Retardo

É o tempo decorrente entre a detonação de duas filas de furos consecutivas.

De acordo com JIMENO (2003) as variáveis tempo de retardo e carga máxima por espera estão intimamente relacionadas. A escolha adequada desses tempos e análise de suas dispersões permite que cada carga seja detonada individualmente e, como dito anteriormente, permite controlar os níveis de vibração além de favorecer a fragmentação, dividindo o desmorte em outros menores.

No entanto, a escolha inadequada dos tempos de retardo e a não avaliação da dispersão de seus tempos pode surtir efeitos contrários, induzindo à sobreposição de ondas e fazendo a geração de ondas de baixas e altas frequências, responsáveis pelo fenômeno de ressonância nas estruturas.

2.1.2.4 Tampão (T)

É a parte extrema (boca) do furo que não é carregada com explosivos, mas sim com terra, areia ou outro material inerte bem compactado a fim de confinar os gases do explosivo.

Conforme JIMENO (2003) o ótimo tamanho do material do tampão (OT) apresenta um diâmetro médio (D) de 0,05 vezes o diâmetro do furo, isto é (eq. 01):

$$OT = D / 20 \text{ (mm)} \quad (01)$$

O material do tampão deve ser angular para funcionar apropriadamente. Detritos de perfuração devem ser evitados (JIMENO, 2003).

O adequado confinamento é necessário para que a carga do explosivo funcione adequadamente e emita a máxima de energia, bem como para o controle da sobrepressão atmosférica e o ultralancamento dos fragmentos rochosos. A altura do tampão pode ser calculada pela eq. 02 (JIMENO, 2003):

$$T = 0,7 A \quad (\text{m}) \quad (02)$$

$T < A \rightarrow$ risco de ultralancamento aumenta.

$T > A \rightarrow$ produzirá mais matacões, entretanto o ultralancamento será menor ou eliminado.

KLEN (2010) afirma que o tampão, quando apresenta um comprimento excessivo, proporciona maior confinamento dos gases podendo influenciar no aumento dos níveis de vibração.

2.1.2.5 Acoplamento

É a porção do furo efetivamente ocupada pela carga de explosivo.

A Figura 04 representa dois furos, um carregado com ANFO, furo (10-a), e outro carregado com cartuchos, furo (10-b). Observe que o ANFO ocupa todos os espaços do furo, o que possibilita melhor transmissão de energia do explosivo para a rocha, o que favorece a propagação das vibrações. Enquanto que no furo (10-b) existe ar entre os cartuchos e as paredes do furo, o que dificulta a transmissão de energia do explosivo para a rocha e consequentemente diminui a vibração. Esse fato ocorre devido o ar ser compressível (KLEN, 2010).

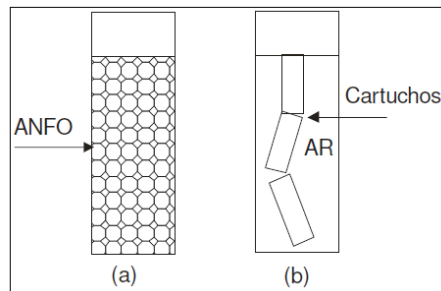


Figura 04 – Acoplamento (KLEN, 2010)

2.1.2.6 Volume de Rocha por Furo (V)

O volume de rocha por furo é obtido multiplicando-se a profundidade do furo (H_f) pelo afastamento (A) e pelo espaçamento (E), (eq. 03) (JIMENO, 2003):

$$V = H_f \times A \times E \quad (\text{m}^3) \quad (03)$$

2.1.2.7 Perfuração Específica (PE)

É a relação entre a quantidade de metros perfurados por furo e o volume de rocha por furo (V), isto é (eq. 04) (JIMENO, 2003):

$$PE = \frac{H_f}{V} \quad (\text{m}/\text{m}^3) \quad (04)$$

Onde: H_f = profundidade do furo (m);

V = volume de rocha (m^3).

2.1.2.8 Razão Linear de Carregamento (RL)

É a quantidade de explosivo por metro perfurado (JIMENO, 2003).

$$RL = \frac{\pi d_e^2}{4000} \rho_e \quad (\text{g/m}) \quad (05)$$

Onde: d_e = diâmetro do explosivo (mm);
 ρ_e = densidade do explosivo (g/cm^3).

2.1.2.9 Razão de Carregamento (RC)

É a quantidade de explosivos utilizada por metro cúbico de rocha desmontada (JIMENO, 2003).

$$RC = \frac{CT}{V} \quad (06)$$

2.1.2.10 Diâmetro dos Furos

O diâmetro do furo depende da finalidade do mesmo. Em furos para detonações há vários fatores que influem na escolha do diâmetro, como por exemplo, o tamanho desejado dos fragmentos após a detonação; o tipo de explosivo que será utilizado, a vibração admissível durante a detonação, etc. Nas minas subterrâneas, as dimensões dos equipamentos de perfuração são determinadas pelo método de lavra adotado. Em trabalhos menores, o diâmetro do furo pode também ser determinado pelo tamanho do equipamento disponível para perfuração, carregamento e transporte (JIMENO, 2003).

A escolha do diâmetro dos furos depende também, de acordo com SILVA (2007), da produção horária, do ritmo da escavação e da resistência da rocha. A Figura 05 mostra a relação entre os diâmetros e o número de furos, porte dos equipamentos de escavação, altura da pilha e granulometria dos fragmentos rochosos após a detonação.

O aumento do diâmetro do furo não é benéfico para o controle das vibrações, pois a quantidade de explosivo é proporcional ao quadrado do diâmetro. Sendo assim, quanto maior o diâmetro do furo, maior é a quantidade de explosivo, ocasionando maior carga por espera.

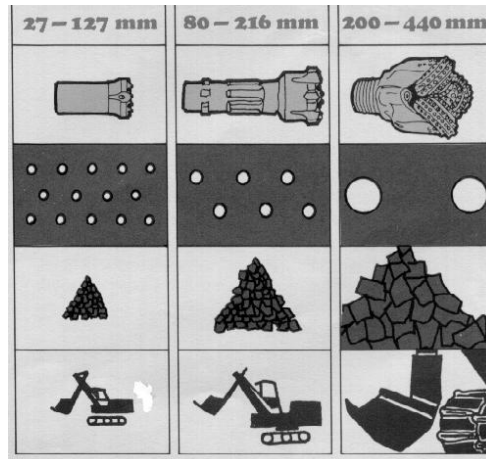


Figura 05 – Influência do diâmetro no n.º de furos, na fragmentação da rocha, na altura da pilha e no porte do equipamento de carregamento (SILVA, 2007).

2.1.2.11 Retilidade do Furo

O conhecimento do desvio dos furos é muito importante com vista a alcançar a fragmentação. Permite comprovar que os esquemas geométricos do desmonte não se distanciem demasiadamente dos nominais e evitar assim os possíveis problemas de projeções e blocos demasiadamente grandes ou de diluição do mineral além de problemas de estabilidade ao maciço remanescente (JIMENO, 2003).

Conforme Tamrock (1999), a retilidade de uma perfuração varia, dependendo do tipo e natureza da rocha, do diâmetro e da profundidade do furo, do método, das condições do equipamento utilizado e da experiência do operador. Na perfuração horizontal ou inclinada, o peso da coluna de perfuração pode concorrer para o desvio do furo. Ao perfurar furos profundos para detonação, o furo deve ser tão reto quanto possível para que os explosivos sejam distribuídos corretamente e obtenha-se o resultado desejado (Figura 06).

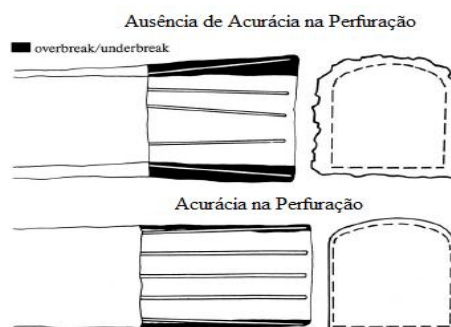


Figura 06 – Erros de Perfuração (Tamrock, 1999).

De acordo com JIMENO (2003), para compensar o desvio dos furos às vezes é necessário furar com menor espaçamento o que resulta em maior custo. Além do desvio do furo propriamente dito, o alinhamento pode ser afetado pelo desalinhamento da lança e pelo cuidado durante o emboque do furo.

As causas dos desvios dos furos, sua influência e as medidas corretivas são as seguintes (JIMENO, 2003):

- Errada marcação dos furos. Esta operação deve ser realizada sempre por pessoas qualificadas e nunca pelos perfuradores.
- Instalação incorreta da perfuratriz ou do braço do jumbo.
- Alinhamento incorreto da haste perfurante quando se perfura com inclinação. Este erro pode ser resolvido com o emprego de sistemas de controle da direção.
- Haste de perfuração defeituosa.
- Condições geológicas desfavoráveis: foliações, fraturas, cavidades e rochas alteradas.
- Técnicas de perfuração propriamente ditas:
 - Influência do diâmetro de perfuração e da haste, aumentando o desvio com a diminuição destes.
 - Emprego de estabilizadores, especialmente em terrenos fraturados e com cavidades.
 - Controle da velocidade de rotação, à custa de manter uma diminuição da velocidade de penetração.
 - Influência do tipo de broca utilizada e qualidade da haste utilizada.
 - Nível de desgaste das brocas e acessórios.

Alguns valores típicos de erros de alinhamento devido ao mau posicionamento das hastes são indicados na Tabela 01.

Tabela 01 – Percentagem de erro no alinhamento dos furos

Sistema de Alinhamento	Erro de Alinhamento (%)	
	Alinhamento	
	Normal	Cuidadoso
Manual	4-7	3-5
Com inclinômetro	0,5-1,0	0,2-0,5

Fonte: JIMENO, 2003

A introdução de equipamentos de perfuração computadorizada tem melhorado consideravelmente a acurácia na perfuração dos furos e no perfil e possibilitado um avanço por ciclo de desmonte de até 97% (Tamrock, 1999).

2.1.2.12 Ângulo *look-out* (Tamrock, 1999)

Na perfuratriz deve-se incluir informações sobre ângulo de *look-out* necessário nos diferentes pontos do túnel. O ângulo *look-out* é a diferença entre o ângulo prático (perfurado) e o perfil teórico do túnel (Figura 07). Se os furos de contorno forem perfurados paralelos à linha teórica do túnel, a face do túnel será menor e menor a cada ciclo de desmonte.

Para assegurar o perfil correto do túnel que está sendo desenvolvido, cada furo de contorno é perfurado com um ângulo sensivelmente mais aberto no sentido da parede, o ângulo *look-out*.

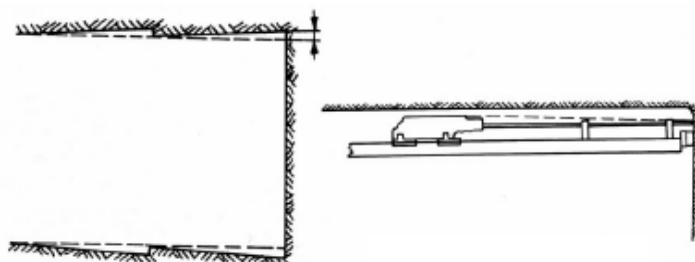


Figura 07 – Ângulo *look-out* (Tamrock, 1999).

2.1.3 Sobrecavação

A energia não aproveitada no processo de fragmentação e deslocamento da rocha, em alguns casos, superior a 85% da desencadeada no desmonte, reduz a resistência estrutural do maciço rochoso fora do âmbito de atuação teórica do corte. Criam-se novas fraturas, planos de fraqueza, juntas, diaclases e planos de estratificação, que inicialmente não eram críticos, porém ao serem abertas provocam uma redução na coesão do maciço. Isto se manifesta na forma de sobrecavação, deixando o maciço fraturado em um estado de colapso potencial (JIMENO, 2003).

De acordo com JIMENO (2003), uma das consequências negativas deste feito, especificamente na mineração subterrânea, é o maior risco para o pessoal em operação devido a possibilidade de queda de fragmentos instáveis.

Como uma alternativa para a redução da sobrecavação apresenta-se o desmorte amortecido, aquele onde há uma redução na razão de carga por furo preocupando-se em perturbar o mínimo a estabilidade do maciço rochoso remanescente.

A aplicação do desmorte amortecido em trabalhos subterrâneos apresenta as seguintes vantagens:

- Menores dimensões dos pilares e, por conseguinte, maior recuperação da jazida.
- Melhoria na ventilação, devido à menor perda de carga do ar nas paredes das galerias.
- Menor risco de danos à perfuração posterior.

Desta forma, os esforços voltados à execução do desmorte amortecido em obras subterrâneas são justificados tanto por motivos técnicos como econômicos e de segurança.

2.2 MÉTODOS DE LAVRA SUBTERRÂNEA (BRADY E BROWN, 2004)

A escolha de um método de lavra dá-se em função de dois grupos de condicionantes: a geometria do corpo (inclinação e espessura) e a resistência e estabilidade dos maciços que constituem o minério e as encaixantes.

Com referência à estabilidade dos vazios criados pela lavra, os métodos subterrâneos podem ser assim classificados (Figura 08):

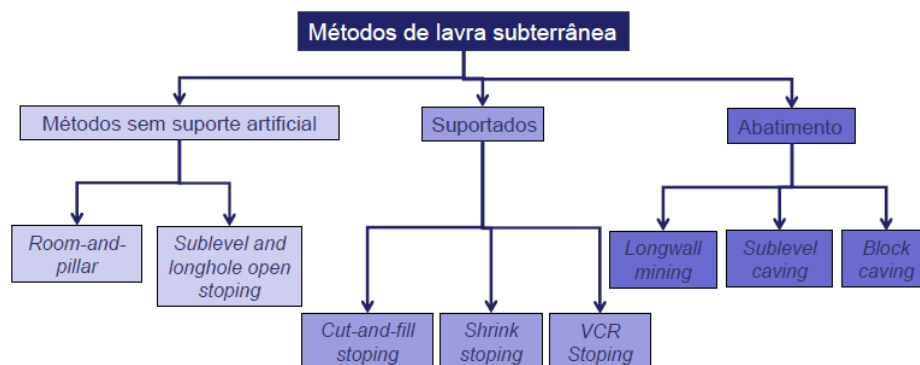


Figura 08 – Métodos de Lavra Subterrânea (BRADY E BROWN, 2004).

2.2.1 Métodos com Suporte das Encaixantes

O suporte das paredes é feito pelo minério desmontado dentro dos realces (*shrinkage*) ou por material externo trazido para preencher os vazios. Por terem custos elevados, são empregados em minérios de alto valor unitário.

2.2.1.1 *Shrinkage* (Recalque)

Neste método o minério é lavrado em fatias horizontais, partindo da parte mais baixa do corpo mineral até o topo. A característica principal do *Shrinkage* é que minério abatido é deixado na câmara para suportar as paredes e servir de plataforma de trabalho enquanto o restante da câmara é lavrado.

Devido o empolamento do minério, em torno de 35% deve ser retirado da câmara durante o processo de extração. Terminada completamente a lavra em determinada área, o minério é retirado e o espaço vazio deve ser preenchido.

Uma vez que o minério serve de suporte durante a lavra, este deve ser resistente em todo o comprimento e largura da câmara (Figura 09). As paredes podem ser fraturadas, mas não excessivamente fracas, uma vez que elas poderão desabar quando o minério for retirado ocasionando o aumento da diluição (BONDUÀ, 2012).

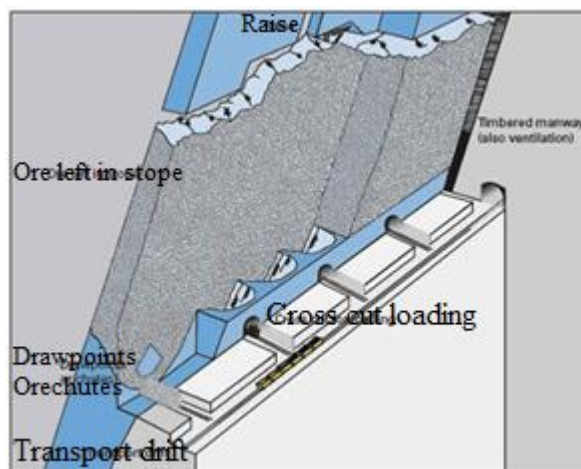


Figura 09 – Método *shrinkage* (DESRIZAL, 2012).

2.2.1.2 *Cut and Fill* (Corte e enchimento)

O propósito deste método é extrair com segurança minério com relativamente alto teor de um corpo mineral irregular com o mínimo de diluição.

O minério é removido da câmara com equipamentos móveis mecanizados. Quando uma fatia do minério já foi lavrada, um preenchimento é colocado na câmara servindo como suporte para as paredes e como piso para a lavra da próxima fatia (Figura 10).

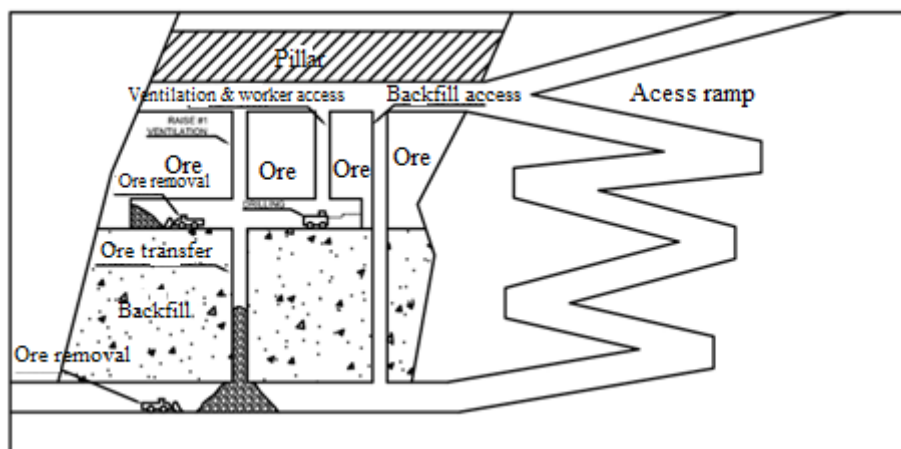


Figura 10 – Método *cut and fill* (BONDUA, 2012).

2.2.1.3 VCR - *Vertical Crater Retreat* (Desmonte Vertical em Recuo)

Este método emprega somente furos longos de grande diâmetro para extrair fatias horizontais de minério em uma abertura abaixo do bloco de mineral que está sendo minerado. O método utiliza o efeito “cratera”, originado por uma carga de explosivo detonada próxima ao fundo do furo. O processo de extração recua verticalmente conforme as sucessivas fatias horizontais são mineradas (Figura 11).

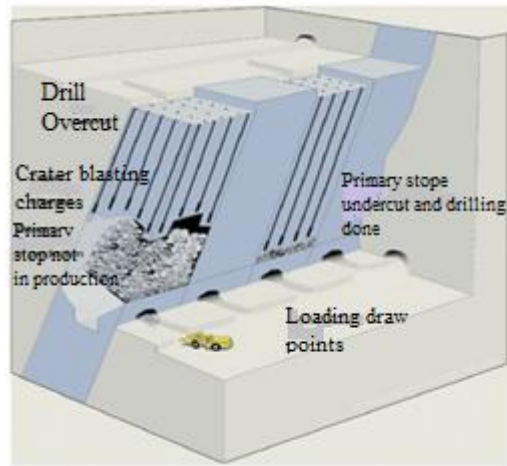


Figura 11 – Método VCR (BONDUÀ, 2012).

2.2.2 Métodos com Abatimento (*Caving*)

São métodos, em geral, de alta produtividade e baixo custo unitário, porém requerem minérios com facilidade de fragmentação podendo ocorrer alta diluição.

2.2.2.1 *Sublevel Caving* (Abatimento em Níveis)

Sublevel caving é um método de mineração em massa baseado no fluxo por gravidade do minério desmontado e na subsidência da rocha abatida (Figura 12). A sua maior vantagem é a segurança, uma vez que todas as atividades mineiras são conduzidas a partir de câmaras relativamente estáveis. As atividades podem ser padronizadas e mecanizadas.

Algumas desvantagens desse método: a diluição é relativamente alta; todo o minério deve ser perfurado e desmontado, a fim de se obter um material grosseiro adequado para a extração por fluxo de gravidade; uma grande quantidade de desenvolvimento é requerida.

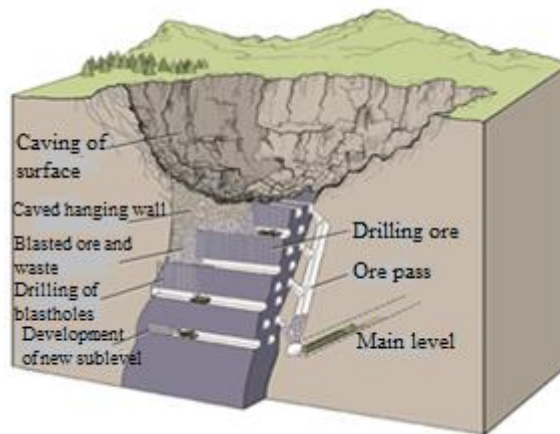


Figura 12 – Método *sublevel caving* (HAMRIN, 1980).

2.2.2.2 *Block Caving* (Abatimento em blocos)

Alguns minérios desmoronam facilmente. Neste caso, se o corpo mineral contiver suficiente tonelagem o *block caving* pode ser usado. Depois que a câmara é aberta o minério cai espontaneamente. Ele não precisa ser perfurado e desmontado. Este é um método de larga produção e baixo custo. Se uma abertura subterrânea for suficientemente larga ela eventualmente desabarará, mas o método *block caving* requer que o minério ou rocha desmorone sob uma pequena área não suportada (Figura 13).

Este método é usualmente utilizado para lavar largos corpos minerais que possuem um teor homogêneo em toda a sua extensão.

Block caving é o método de mineração subterrânea que apresenta o menor custo. É um método de mineração em massa, onde a extração de minério e quebra depende largamente da gravidade.

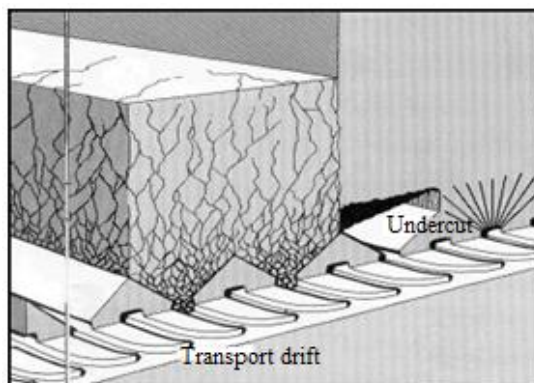


Figura 13 – Método *block caving* (Atlas Copco, 2007).

2.2.2.3 Longwall

Este método é usado principalmente na extração de carvão, mas pode ser utilizado na extração de xisto betuminoso, sal, fosfato ou camadas sedimentares metalíferas. Ele pode ser considerado como uma modificação do método de câmaras e pilares, porém oferece melhores oportunidades de mecanização.

A extração se dá através de longos painéis, com largura de até 300 m onde as condições são favoráveis (Figura 14).

A mina é protegida por um escudo que suporta o teto.

Uma desvantagem deste método é o tempo necessário para mover para a próxima posição de extração.

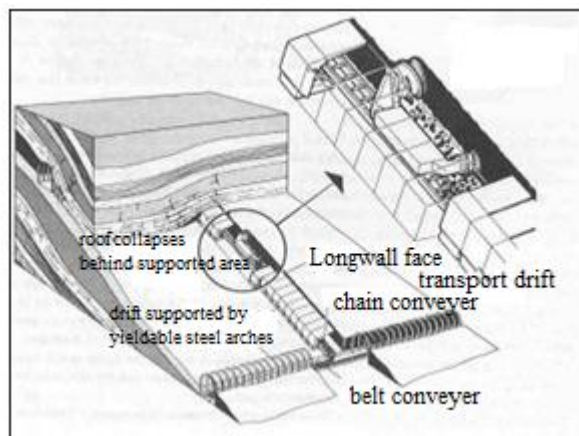


Figura 14 – Método *longwall* (Atlas Copco, 2007).

2.2.3 Métodos sem Suporte Artificial

Nas aplicações tradicionais, parte do minério é deixada como pilares de sustentação das paredes das encaixantes (*hangwall* e *footwall*).

Requerem continuidade geométrica e homogeneidade qualitativa do minério.

2.2.3.1 Método de Câmaras e Pilares (HARTMAN, 1992)

O método de câmaras e pilares é usado em depósitos aproximadamente horizontais em rochas razoavelmente competentes onde o teto é suportado primariamente por pilares. Minério – ou mais comumente, carvão – é extraído de câmaras com formas retangulares ou entradas no corpo mineral ou camada de carvão, deixando partes do minério ou carvão entre as câmaras como pilares para suportar o teto.

Os pilares são distribuídos em um padrão regular, ou malha, para simplificar o planejamento e as operações (Figura 15). Eles podem assumir qualquer forma, mas são usualmente quadrados ou retangulares. Seu dimensionamento constitui um dos aspectos mais importantes, pois condiciona a recuperação do mineral e a estabilidade da exploração (JIMENO, 2003). As dimensões das câmaras e pilares dependem de diversos fatores de projeto. Dentre eles a estabilidade do teto e a força do minério nos pilares, a espessura do depósito e a profundidade da escavação.

O objetivo do projeto é extrair a máxima quantidade de minério em combinação com condições de segurança adequadas. O minério deixado nos pilares é usualmente tido como irrecuperável ou recuperável somente com preenchimento do vazio deixado em minas que não sejam de carvão. Neste caso custos com preenchimento ou potenciais perdas de recursos valiosos podem ser um fator limitante no método de câmaras e pilares em grandes profundidades. Em minas de carvão, pilares são, idealmente, recuperados em mineração em recuada, permitindo o desabamento do teto, aliviando assim o estresse e reduzindo assim a probabilidade de colisões.

As aplicações do método de câmaras e pilares vêm sendo discutida por HAMRIN (1982), dentre outros. Condições adequadas incluem corpos de minério horizontais ou com mergulho menor que 30°. A maior exigência é que o teto seja relativamente competente, além de um período de tempo curto ou que seja capaz de ser suportado por parafusos de teto, largamente usados no método de câmaras e pilares. O método é particularmente adequado a depósitos horizontalizados ou de moderada espessura (2 – 6 m) como carvão (principal aplicação), sal, potássio e calcário.

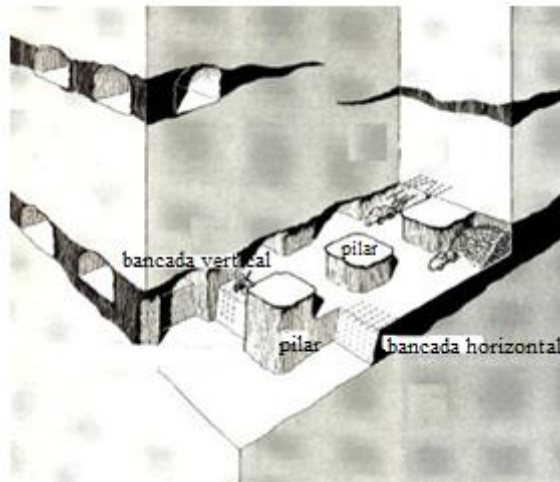


Figura 15 – Método de exploração por câmaras e pilares (NAIDEI, 2013).

2.2.3.2 Sublevel Stopping (Realce em subníveis)

Este método recupera o minério em câmaras, normalmente preenchidas após o fim da extração. As câmaras são geralmente largas, com a maior dimensão na direção vertical (Figura 16). O corpo mineral é dividido em câmaras. Entre as câmaras são deixados pilares, geralmente retangulares, constituídos pelo próprio minério para suportar o teto. Também são deixadas seções horizontais de minério para suportar os trabalhos de extração acima das câmaras de produção, conhecidas como *crown pillars* (pilares de coroa).

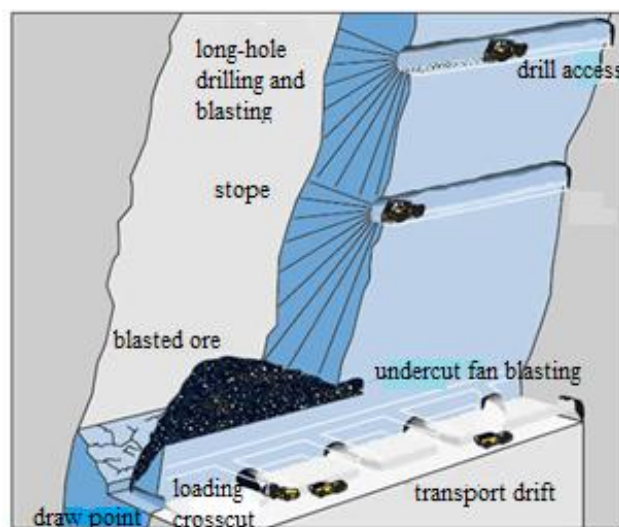


Figura 16 – Método *Sublevel Stopping* (Atlas Copco, 2007).

3 CARACTERIZAÇÃO DA ÁREA DE ESTUDO

3.1 LOCALIZAÇÃO

A Mina de Salgema de Realmonte é situada na área da Concessão Minerária “Realmonte” pertencente topograficamente à carta “Porto Empedocle” folha nº 271 IV N.O. em escala 1:25.000 redigida pelo Serviço Geológico Nacional italiano.

Realmonte (37° 19' N 13° 28' E) é uma cidade italiana situada na região da Sicília, província de Agrigento, com cerca de 4.500 habitantes; que se estende por uma área de 20 km², tendo uma densidade populacional de 221 hab/km². A cidade faz fronteira com Agrigento, Porto Empedocle e Siculiana (Wikipedia).

O acesso à área do empreendimento se dá percorrendo a estrada municipal de ligação entre as rodovias SS 115 e SS 115 ter.

A parte superficial da mina, situada na Contrada Scavuzzo, encontra-se a 100 m do cruzamento com a Via Aldo Moro.

O mapa de localização do empreendimento é mostrado na Figura 17.

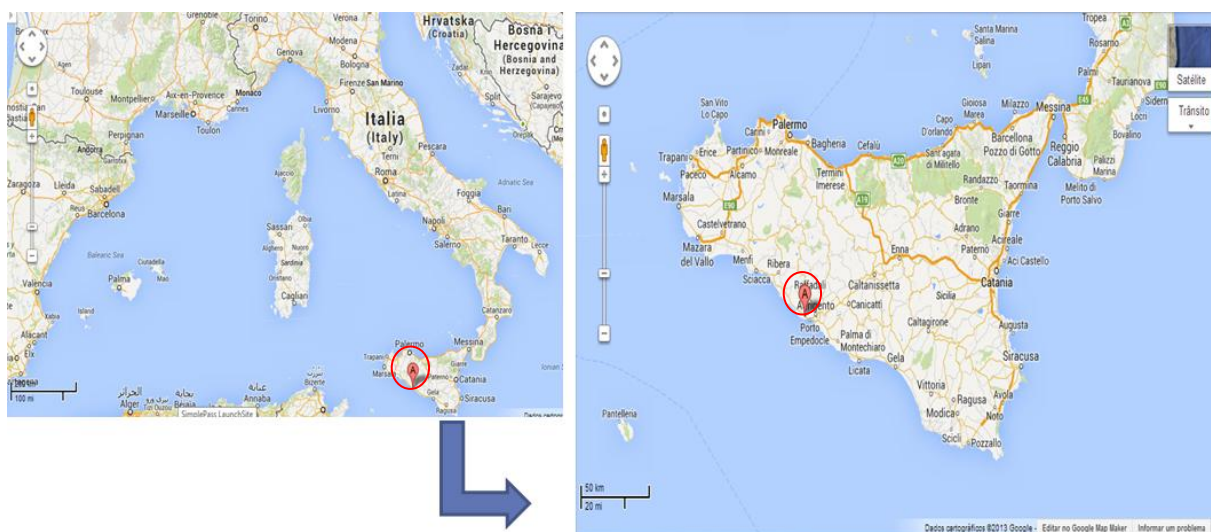


Figura 17 – Localização geográfica do empreendimento (*Google Maps*).

3.2 A ORIGEM DO DEPÓSITO (ITALKALI S.P.A.)

Há seis milhões de anos o Mediterrâneo era isolado do atlântico e da Sicília e estavam emersas apenas algumas montanhas. A área circundada destas cadeias de montanhas se apresentava como uma vasta lagoa salobra na qual as contribuições de água, marinha e pluvial, eram inferiores do que o que foi evaporado pela ação combinada do sol e do vento o que levou a um contínuo aumento da concentração de sais finos provocada pela precipitação: ou seja, começaram a sedimentar, extrato sobre extrato, os sais dissolvidos na água do mar. Os primeiros a precipitarem foram os sais menos solúveis, carbonatos e sulfatos.

Acima deste leito de calcário e gesso se depositaram cristais de cloretos e sulfatos de sódio, magnésio e potássio que formaram espessas lentes compactas, isto é, as jazidas de sais alcalinos entre os quais a salgema.

3.3 LINEAMENTOS DE GEOLOGIA GERAL E CONSIDERAÇÕES LITOESTRATIGRÁFICAS

As características geológicas da área de concessão minerária podem ser extraídas da Carta Geológica da Itália, folha 636 “Agrigento” em escala 1:50000, redigido pelo Serviço Geológico Nacional.

De acordo com PIRRERA (2010), a zona de nosso interesse é caracterizada pela presença de uma jazida minerária de origem evaporítica, formada no Mioceno Superior (Messiniano, cerca e 6 milhões de anos atrás), constituído de sais alcalinos (cloretos de sódio, potássio e magnésio).

Os terrenos aflorantes são todos mais recentes que tal jazida, visto que movimentos tectônicos embora consideráveis mantiveram quase invariada a sucessão estratigráfica original. Na verdade, o efeito de tais movimentos foi a formação de algumas grossas dobras sobre as rochas mais plásticas ou de pequenas falhas de compressão ou descompressão, sobre formações mais rígidas.

A jazida, que se estende por uma faixa paralela à costa que vai de Porto Empedocle à Siculiana, é relativamente tectonizada pelo efeito das pressões de carga litostática e da compressão provocada pela zona africana, com dobras de pequena e grande escala. É

reconhecida em direção SE-NO uma anticlinal com pico debaixo da cidade, enquanto em sentido transversal se nota uma monoclinal que emerge verso sul.

As rochas características da zona são representativas da “Série Gessosa-Sulfurosa”.

A série Gessosa-Sulfurosa é uma sucessão de sedimentos prevalentemente evaporíticos, depositados em correspondência a uma “crise de salinidade” que atingiu todo o mediterrâneo, compreendida entre a margas e argila do Tortoniano superior (entre 11 - 7 milhões de anos atrás) e a formação dos Trubi do Plioceno Basal (entre 3 - 5 milhões de anos atrás).

Convencionalmente, este complexo de depósitos é referido ao plano Messiniano (entre 6 - 5 milhões de anos atrás). A série Gessosa-Sulfurosa foi descrita como uma sucessão contínua constituída, esquematicamente, das seguintes unidades (de baixo para cima):

- Tripoli (margas diatomáceas)
- Calcários de base
- Gessos
- Gesso-arenito com lentes de sal
- Trubi (calcários pelágicos) como elemento basal transgressor do Arenazzolo.

As diversidades locais na sucessão estratigráfica podem ser interpretadas como variações laterais de fácies ligadas, sobretudo, ao relativo isolamento das simples bacias lagunares de deposição ou como efeito de uma deformação tectônica intramessiniana.

É fato que cada zona interessada pelos depósitos de jazidas salinas é caracterizada de uma sucessão estratigráfica própria que, no caso de Realmonte, é (Apêndice A):

- extrato basal da formação salina, composta essencialmente de margas, anidritos, brechas anidritico-argilosas e argilas;
- formação salina, na qual no interno foi reconhecida uma sucessão composta de quatro unidades, denominadas a, b, c, d que são:
 - salgema inferior (CICLO A), em nódulos anidriticos, com teores sempre maiores verso o alto, até dar lugar a um banco superior no qual o conteúdo em NaCl é superior a 99%, (atualmente não explorado);
 - sais potássico-magnésicos (CICLO B), com salgema a baixo teor intercalado em estratos (até 13) de cainite, dos quais 2 (5º e 6º banco) exploráveis;
 - salgema superior (CICLO C) com teor em NaCl de cerca de 97-98%, atualmente em extração;

- salgema a baixo teor (CICLO D) contendo gessos, finas lâminas anidriticas e, na base, margas esverdeadas;
- complexo evaporítico superior, a cobertura da formação salina, composto essencialmente de margas, anidritos, brechas anidritico-argilosas e argilas, com lentes de gesso.

Como evidenciado, a jazida salina foi depositada com uma sucessão de eventos evaporíticos às vezes discordantes e repetidos. A potência dos extratos é, portanto, variável, seja devido as condições locais de evaporação; pelo progressivo aprofundamento da bacia de deposição; que pelo típico comportamento viscoso da salgema, que tende a elevar-se formando em alguns casos os chamados domos salinos.

Sobre a formação evaporítica Gessosa-Sulfurosa, encontram-se potentes extratos de materiais impermeáveis, que impedem o contato da água subterrânea com a formação salina e que desta forma protegeram, ao longo do tempo, a jazida permitindo a sua conservação e exploração.

Sobre os gessos, mas raramente aflorante, situa-se a formação “Arenazzolo” constituída de argilas escuras, siltes micáceos e areias argilosas.

Acima do Arenazzolo, mas mais frequente em transgressão sobre os gessos se notam os Trubi. Trata-se de margas e margas calcárias esbranquiçadas. No teto notam-se brechas argilosas sotopostas e intercaladas aos Trubi englobantes “exóticos” de varias naturezas e idades.

3.4 A SALGEMA

A salgema apresenta-se em forma de cristais, agregados granulares ou fibrosos, em crosta e em estalactites (Italkali S.p.A.). É pouco densa e muito plástica, tem um aspecto granular, sabor salgado e é extremamente solúvel em água (Figura 18).



Figura 18 – Salgema (Italkali S.p.A.).

Extraída de jazidas subterrâneas, a salgema é um mineral que se encontra principalmente sob a forma de bancos extensos; estes bancos são encontrados dentro de rochas de todas as idades geológicas e a sua espessura pode variar de poucas dezenas de centímetros a várias centenas de metros. Muitas vezes as rochas encaixantes são argilosas e, portanto, impermeáveis à água favorecendo a conservação do mineral, que seria, caso contrário, diluído por águas subterrâneas (Italkali S.p.A.).

A salgema tem o grau de qualidade ligado à origem de cada jazida a qual há um padrão qualitativo próprio, que depende da quantidade e qualidade dos componentes diversos do cloreto de sódio presente no mineral, diferente em cada jazida e em medida menor em cada canteiro de exploração.

3.5 A MINA DE REALMONTE

Na mina de Realmonte atualmente está em uso o sistema de exploração a longas câmaras e longos pilares abandonados, com sucessiva recuperação da *soletta* (pode-se entender como uma laje entre dois níveis sobrepostos) (Figura 19).

A mina compreende cerca de 90 km de galerias, divididas em 13 níveis e duas zonas. A zona mais antiga é dividida em sete níveis (0, -15, -30, -45, -60, -75, -90, -105), onde a exploração da salgema está suspensa, e a zona norte-oeste é dividida em 5 níveis (-85, -106, -128, -146, -172) onde ocorre atualmente a extração do sal (Apêndice B).



Figura 19 – *Soletta* (Italkali S.p.A.).

O acesso ao subterrâneo se dá através da rampa principal que se estende do exterior da mina até o nível -105, longa cerca de 1300 m com inclinação de 13% (Figura 20).



Figura 20 – Rampa principal (Italkali S.p.A.).

No nível -30 são situadas uma igreja de sal (Figuras 21a e 21b), as oficinas (mecânica, elétrica e das fresas) e a área reservada à estocagem do sal.

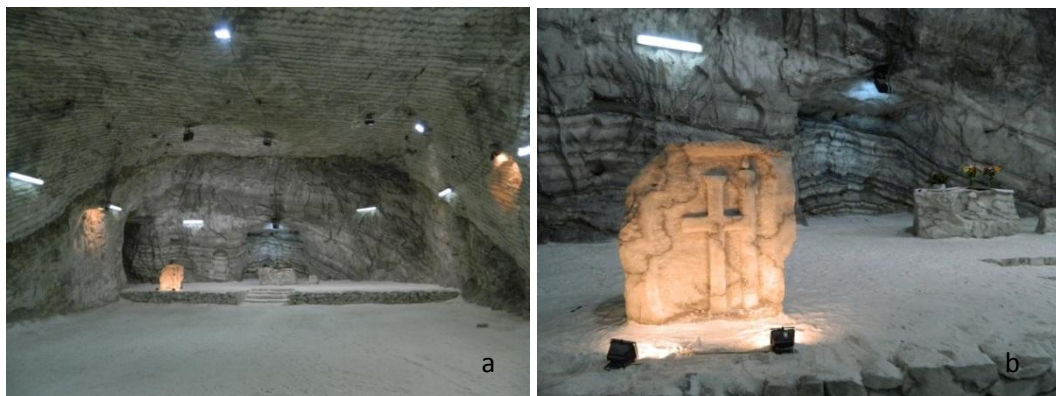


Figura 21 (a) e (b) – Igreja de sal.

No nível -45 encontra-se a planta de fragmentação (Figura 22).

Os níveis -128 e -146 são abundantemente sobrepostos e devido esta característica é possível a exploração da *soletta* intermediária entre os níveis. O maciço rochoso da mina é suficientemente competente para a sustentação do teto pelos longos pilares (23 m X 150 m em média) deixados no decorrer da extração do sal. Isto foi comprovado por estudos prévios que relacionam índices de qualidade do maciço como RMR (*Rock Mass Rating*), RQD (*Rock Quality Designation*) e Sistema – Q de Barton.



Figura 22 – Planta de fragmentação (Italkali S. p. A.).

Apenas no túnel de acesso principal e nos pilares situados na zona das oficinas foram utilizados, respectivamente, concreto armado e cinturões de aço (Figura 23) para garantir a máxima segurança considerando-se o constante fluxo de veículos e pessoas.



Figura 23 – Cinturão de aço para reforço do pilar.

O sal é extraído com dois métodos de exploração: o método tradicional de perfuração e desmonte com explosivo e um método mais moderno de mineração contínua utilizando-se de duas fresas mecânicas (Figura 24).



Figura 24 – Fresa mecânica (minerador contínuo).

Nos níveis onde o método tradicional é utilizado enfrentam-se problemas de afunilamento e presença de blocos instáveis no teto e nas paredes das galerias devido a desvios na inclinação dos furos e consequentes problemas no carregamento do explosivo.

O esquema de perfuração atualmente é executado por um Jumbo Hidráulico (perfuratriz horizontal H169, Eklind) com dois braços perfurantes de capacidade de perfuração igual a 4 m (Figura 25).



Figura 25 – Perfuratriz hidráulica.

Nas travessas de 23 m são feitos 157 furos, dos quais 03 furos centrais, 12 furos de pilão em V (inclinados 60°), 60 furos de contorno e 82 furos de produção (Apêndice C).

Nos avanços dos coletores principais de 16 m são feitos 125 furos de 3,4 m de comprimento e 40 mm de diâmetro, dos quais 03 furos centrais, 12 furos de pilão em V (inclinados 60°), 50 furos de contorno e 60 furos de produção (Apêndice C). O avanço resultante de cada detonação é de 2,3 m.

No esquema de perfuração adotado os furos apresentam inclinação crescente (partindo dos 60° dos furos do pilão), até à última coluna perfurada com o ângulo de 90°.

O posicionamento e o controle da inclinação dos furos dependem unicamente da sensibilidade e experiência do operador, pois a perfuratriz não possui controles automatizados para essa finalidade e não é realizada a marcação prévia dos furos na frente de lavra.

Os furos são carregados com o explosivo tipo emulsão encartuchados, Premex 300 – MAXAM (32 mm de diâmetro e 46 cm de comprimento), uma emulsão constituída de dois elementos base: uma solução aquosa de sais oxidantes e uma fase oleosa (Maxam).

Atualmente são carregados com 5 cartuchos os furos de produção, pilão e centrais e com 4 cartuchos os furos de contorno.

O Premex 300, mostrado na Tabela 02, é vendido em caixas de 25 kg que devem ser consumidas por inteiro, uma vez que a mina não trabalha com o estoque de explosivos. Portanto, nas travessas apesar da quantidade de explosivos teórica ser de 266 kg, são utilizados 275 kg; nos avanços a quantidade de teórica difere da prática em aproximadamente 14 kg (Figura 26 e Figura 27). Em ambos os casos essa diferença de carga é distribuída aleatoriamente nos furos sem respeitar o comprimento do tampão.

Tabela 02 – Características do explosivo premex 300.

PREMEX 300		
Densidade	[g/cm ³]	1,18 0,05
Energia	[MJ/kg]	3,12
Velocidade de detonação (φ 25 mm)		
- em ar livre	[m/s]	4900
- em tubo metálico	[m/s]	5200
Volume de gás (T=25°C)	[l/kg]	1000

Fonte: MAXAM

Os explosivos são detonados inicialmente nos furos de pilão com detonador instantâneo; em seguida, os demais furos são disparados a intervalos progressivos, usando-se espoletas elétricas de alta precisão (RIODET) retardadas em 25 ms (Figura 28).

Obra	Mina de Salgema		Responsável	Italkali S.p.A.			
Local	Realmonite - Itália						
Local de Carregamento:							
Galeria de 23 m							
Seção Típica	Tipo 8		Nº máx. furo/espera:	15,0	unid		
Área da Seção:	161,00	m²	Carga Máxima por Espera	26,27	kg		
Comp. dos Furos:	3,40	m	Rendimento Previsto:	68,0%	2,31 m		
Diam. dos Furos:	40	mm	Razão de Carga:	0,33	kg/ton		
Nº furos de Alívio:	-	unid	Volume Previsto:	372,23	m³		
Nº furos Carregados:	157	unid	Perf. Específica:	1,43	m/m²		
TOTAL DE FUROS:	157	unid	Metros Perfurados:	533,80	m		
Tampão:	Variável	m	Carga média/furo (teórica)	1,69	kg		
Espaç. Sapateira:	0,90	m	Carga média/furo (prática)	1,75	kg		
Espaç. Contorno:	1,00	m	Densid. do Explosivo:	1,18	g/cm³		
			Toneladas Desmontadas	804,02	ton		
Estrutura	Nº Furos	Coluna			Carga Total	Consumo por Detonação	
		Produto	Quantidade	Peso [kg]		Explosivo Teórico (kg)	Explosivo Prático (kg)
Pilão	15	Premex 300	5	0,368	27,600	266,06	275,00
Piso	26	Premex 300	4	0,368	38,272	Índices de Consumo	
Produção	80	Premex 300	5	0,368	147,200		
Contorno	36	Premex 300	4	0,368	52,992	Prático	118,94 kg/m de avanço
Total	157	Total [kg]			266,06		

Figura 26 – Distribuição atual dos explosivos no plano de fogo das travessas.

Obra	Mina de Salgema		Responsável	Italkali S.p.A.			
Local	Realmonite - Itália						
Local de Carregamento:							
Avanço de 16 m							
Seção Típica	Tipo 8		Nº máx. furo/espera:	15,0	unid		
Área da Seção:	112,00	m²	Carga Máxima por Espera	27,00	kg		
Comp. dos Furos:	3,40	m	Rendimento Previsto:	68,0%	2,31 m		
Diam. dos Furos:	40	mm	Razão de Carga:	0,38	kg/ton		
Nº furos de Alívio:	-	unid	Volume Previsto:	258,94	m³		
Nº furos Carregados:	125	unid	Perf. Específica:	1,64	m/m²		
TOTAL DE FUROS:	125	unid	Metros Perfurados:	425,00	m		
Tampão:	Variável	m	Carga média/furo (teórica)	1,69	kg		
Espaç. Sapateira:	0,9 - 1	m	Carga média/furo (prática)	1,80	kg		
Espaç. Contorno:	0,9 - 1	m	Densid. do Explosivo:	1,18	g/cm³		
			Toneladas Desmontadas	559,32	ton		
Estrutura	Nº Furos	Coluna			Carga Total	Consumo por Detonação	
		Produto	Quantidade	Peso [kg]		Explosivo Teórico (kg)	Explosivo Prático (kg)
Pilão	15	Premex 300	5	0,368	27,600	211,60	225,00
Piso	18	Premex 300	4	0,368	26,496	Índices de Consumo	
Produção	60	Premex 300	5	0,368	110,400		
Contorno	32	Premex 300	4	0,368	47,104	Prático	97,32 kg/m de avanço
Total	125	Total [kg]			211,60		

Figura 27 – Distribuição atual dos explosivos no plano de fogo dos coletores.



Figura 28 – Explosivo PREMEX 300 e detonador RIODET.

No Apêndice D é mostrado o número de furos detonados em cada tempo de retardo nas travessas de 23 m e nos avanços de 16 m.

O carregamento do material oriundo dos desmontes com explosivos, sobre *dumpers* e caminhões, é feito com pás carregadeiras. Naquelas galerias onde os mineradores contínuos são utilizados, o carregamento dos veículos é feito através de uma correia transportadora anexada à fresa (Figura 29).



Figura 29 – Carregamento do sal no caminhão (Italkali S.p.A.).

A salgema é submetida a uma primeira fase de pré-fragmentação (com *feeder-breaker*), nos níveis -128 e -146. O fluxo de ingresso nos *feeder-breakers* (Figura 30) é contínuo e sob ambos existe um poço que os liga à rampa de base de extração onde está situada uma correia transportadora que se estende da zona leste, na cota -30, ao nível -220 na zona noroeste.



Figura 30 – *Feeder-breaker*.

Com o auxílio da gravidade, o sal cai na correia transportadora situada na base do poço e é transportado ao nível -30 para alimentar o silo de alimentação da planta de fragmentação ou permanecer depositado em uma zona de estocagem como semitrabalhado.

A planta de fragmentação é composta de um equipamento de desbaste dos blocos maiores (*sgrossatore*), dois britadores de mandíbulas e uma série de peneiras para a classificação do produto. O sal reduzido a uma granulometria <10 mm termina na correia transportadora da rampa principal, longa 800 m que o conduz à planta externa.

Na parte externa situa-se a planta de fragmentação secundária onde o sal pode ser reduzido às granulometrias de 5,00 mm e 3,00 mm, de acordo com as exigências do cliente. Deste modo quatro produtos finais podem ser obtidos: 10,00 mm, 5,00 mm, 3,00 mm e um produto misto derivado das granulometrias de 3,00 mm e 5,00 mm.

O ciclo de produção é concluído com a salgema granular carregada, através dos silos, nos caminhões que a transportam até o porto localizado na cidade de Porto Empedocle distante 6,5 km da mina onde o sal vem carregado nos silos de depósito, pronto para ser carregado no navio (Figura 31).

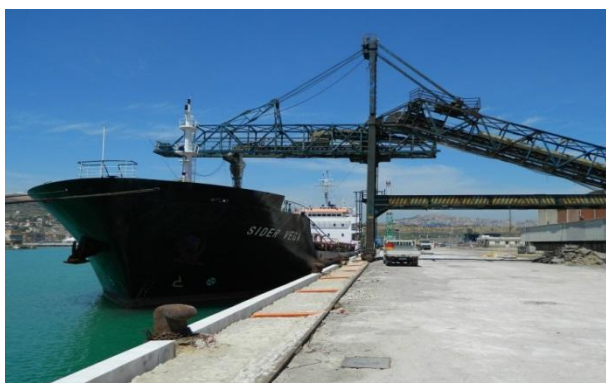


Figura 31 – Carregamento do sal no navio.

4 METODOLOGIA

Abaixo são descritas recomendações para o melhor aproveitamento da energia fornecida pelos explosivos durante a etapa da detonação. Para isso, serão propostas algumas mudanças nas duas etapas precedentes, isto é, a perfuração e o carregamento dos furos (Figura 32).

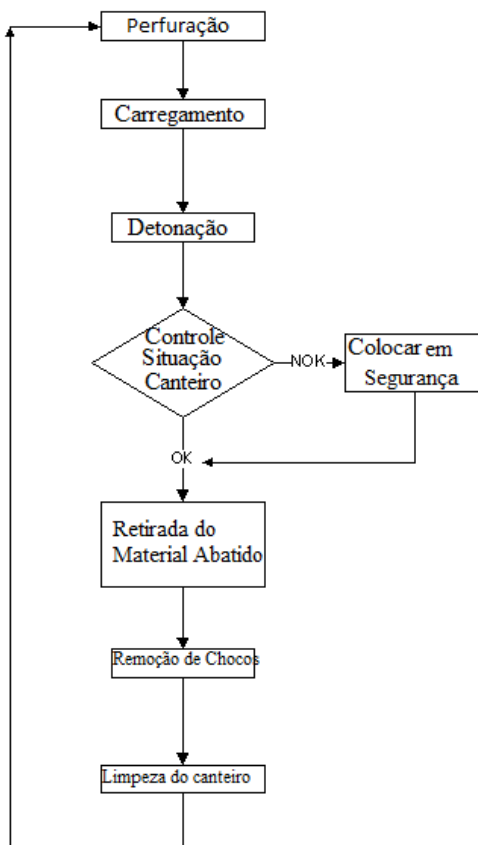


Figura 32 – Fluxograma de extração de salgema na mina de Realmonte pelo método tradicional de desmonte com explosivos.

4.1 PERFURAÇÃO

Nesta etapa serão mantidos o número de furos e a sua disposição no plano de fogo, entretanto sugere-se:

- Inserir o *look-out* entre 5º e 6º (Figura 33);
- Tornar obrigatória a marcação prévia dos furos pelo topógrafo;
- Instalar um inclinômetro na perfuratriz já utilizada na mina (Figura 34) e
- Marcar no braço do jumbo a escala de profundidade de perfuração.

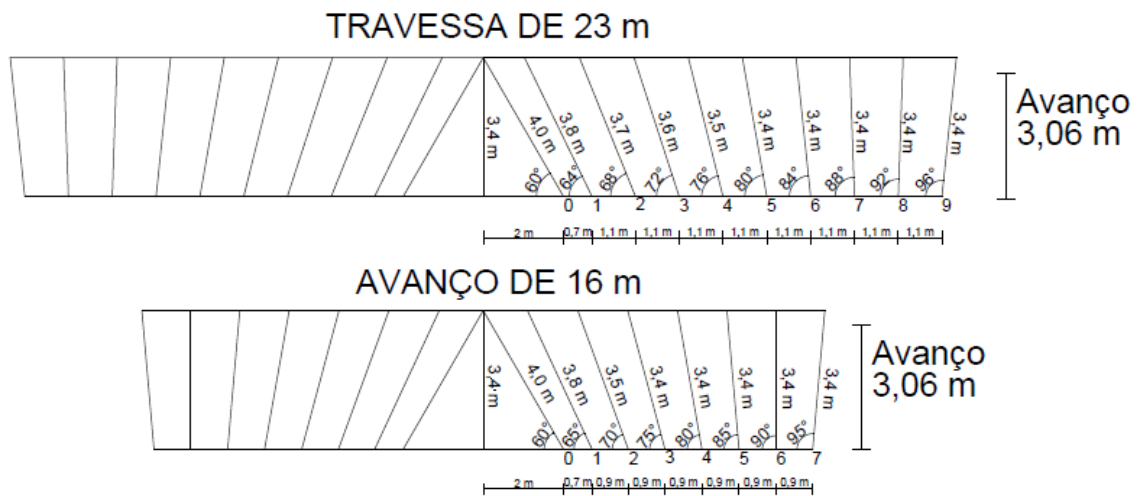


Figura 33 – Esquema de perfuração de furos inclinados nas travessas de 23 m e avanços de 16m.



Figura 34 – Inclinômetro (Tecnord).

4.2 CARREGAMENTO DOS FUROS

Na etapa de carregamento dos furos, propõe-se a redistribuição das cargas de modo que os quilos extras de explosivos disponíveis sejam alocados de forma racional respeitando-se as exigências de cada setor (piso, paredes, teto, pilão e produção) (Figura 35 e Figura 36).

As modificações propostas são as seguintes (Apêndice E):

- Os três furos centrais serão deixados vazios;
- Os 12 furos do pilão terão sua carga aumentada de 5 para 6 cartuchos por furo;
- Os furos de contorno (teto e paredes) não terão a quantidade de carga modificada;
- Os furos do piso que inicialmente eram carregados com 4 cartuchos terão agora 5 e 6 cartuchos, respectivamente nas travessas de 23 m e avanços de 16 m;

- Os furos de produção permanecerão com a mesma quantidade de carga.

Obra	Mina de Salgema		Responsável	Italkali S.p.A.				
Local	Realmonte - Itália							
	Local de Carregamento:							
	Galeria de 23 m							
			Nº máx. furo/espera:	13,0	unid			
Seção Típica	Tipo 8	00	Carga Máxima por Espera	23,21	kg			
Área da Seção:	161,00	m ²	Rendimento Previsto:	90,0%	3,06 m			
Comp. dos Furos:	3,40	m	Razão de Carga:	0,26	kg/ton			
Diam. dos Furos:	40	mm	Volume Previsto:	492,66	m ³			
Nº furos de Alívio:	3	unid	Perf. Específica:	1,08	m/m ³			
Nº furos Carregados:	154	unid	Metros Perfurados:	533,80	m			
TOTAL DE FUROS:	157	unid	Carga média/furo (teórica)	1,78	kg			
Tampão:	Variável	m	Carga média/furo (prática)	1,79	kg			
Espaç. Sapateira:	0,9 - 1	m	Densid. do Explosivo:	1,18	g/cm ³			
Espaç. Contorno:	0,9 - 1	m	Toneladas Desmontadas	1064,15	ton			
Estrutura	Nº Furos	Coluna		Carga	Consumo por Detonação			
		Produto	Quantidade	Peso [kg]	Total	Explosivo Teórico (kg)		
						274,53		
Pilão	12	Premex	6	0,368	26,496	Explosivo Prático (kg)		
Piso	26	Premex	5	0,368	47,840	275,00		
Produção	80	Premex	5	0,368	147,200	Índices de Consumo		
Contorno	36	Premex	4	0,368	52,992	Teórico	89,72 kg/m de avanço	
Total	154				Total [kg]	274,53	Prático	89,87 kg/m de avanço

Figura 35 – Proposta de distribuição dos explosivos nas travessas de 23 m.

Obra	Mina de Salgema		Responsável	Italkali S.p.A.				
Local	Realmonte - Itália							
	Local de Carregamento:							
	Avançamento de 16 m							
			Nº máx. furo/espera:	12,0	unid			
Seção Típica	Tipo 8		Carga Máxima por Espera	22,13	kg			
Área da Seção:	112,00	m ²	Rendimento Previsto:	90,0%	3,06 m			
Comp. dos Furos:	3,40	m	Razão de Carga:	0,30	kg/ton			
Diam. dos Furos:	40	mm	Volume Previsto:	342,72	m ³			
Nº furos de Alívio:	3	unid	Perf. Específica:	1,24	m/m ³			
Nº furos Carregados:	122	unid	Metros Perfurados:	425,00	m			
TOTAL DE FUROS:	125	unid	Carga média/furo (teórica)	1,83	kg			
Tampão:	Variável	m	Carga média/furo (prática)	1,84	kg			
Espaç. Sapateira:	0,9 - 1	m	Densid. do Explosivo:	1,18	g/cm ³			
Espaç. Contorno:	0,9 - 1	m	Toneladas Desmontadas	740,28	ton			
Estrutura	Nº Furos	Coluna		Carga	Consumo por Detonação			
		Produto	Quantidade	Peso [kg]	Total	Explosivo Teórico (kg)		
						223,74		
Pilão	12	Premex 300	6	0,368	26,496	Explosivo Prático (kg)		
Piso	18	Premex 300	6	0,368	39,744	225,00		
Produção	60	Premex 300	5	0,368	110,400	Índices de Consumo		
Contorno	32	Premex 300	4	0,368	47,104	Teórico	73,12 kg/m de avanço	
Total	122				Total [kg]	223,74	Prático	73,53 kg/m de avanço

Figura 36 – Proposta de distribuição dos explosivos nos avanços de 16 m.

5 RESULTADOS E DISCUSSÕES

A perfuratriz utilizada na perfuração dos furos não possui controles automatizados que permitam controlar o posicionamento, a profundidade ou a inclinação dos mesmos. A ausência dessas ferramentas dificulta a precisão nesta etapa fundamental para o rendimento do desmonte. Podendo reduzir o avanço em até 20%, como visto nos estudos realizados por TICELIN e SINOU (1963).

Para diminuir os desvios de perfuração propõe-se a instalação de um inclinômetro na perfuratriz utilizada na mina, podendo reduzir os erros no alinhamento a 0,02% (JIMENO, 2003), ou a aquisição de uma nova perfuratriz mais moderna com a presença de inclinômetro e profundímetro (acessórios de controle de inclinação e profundidade, respectivamente). Esta medida acarretará benefícios diretos para o resultado do desmonte na medida em que a fragmentação da rocha será beneficiada por uma geometria de perfuração regular e mais próxima daquela idealizada no plano de fogo.

Para evitar o afunilamento das galerias no decorrer dos ciclos de desmonte propõe-se o aumento do ângulo de perfuração da última coluna (furos da parede) inserindo-se um *look-out* entre 6° e 5° (Tamrock, 1999).

No tocante à redistribuição da carga de explosivo por furo, esta medida visa diminuir a concentração de cargas em pontos críticos e a geração de blocos instáveis remanescentes ao fim da detonação.

Na etapa de carregamento dos furos, os três furos centrais serão deixados vazios uma vez que a finalidade destes furos é gerar uma face livre facilitando-se assim o deslocamento do material desmontado pelos furos do pilão (Tamrock, 1999).

Os 12 furos do pilão terão sua carga aumentada (de 5 para 6 cartuchos por furo), pois a eficiente detonação do pilão é vital para o sucesso do desmonte – se o pilão falhar, o desmonte completo irá falhar. Também diretamente relacionada ao sucesso no desmonte do pilão está a acurácia no processo de perfuração. A detonação irá apenas avançar tão profundo quanto o pilão desmontar (DYNO, 1997).

Os furos de contorno (teto e paredes) não terão a quantidade de carga modificada, permanecendo com a menor razão de carga de todo o plano de fogo. Esses furos devem ter a menor razão de carga no intuito de amortecer o desmonte e evitar a ocorrência de *backbreak* (quebra para trás) e conseqüente geração de fragmentos instáveis no teto e paredes da galeria

que podem comprometer a estabilidade das aberturas e a segurança dos trabalhadores (SEGUITI, 1969).

Aliviando-se a carga nas paredes e no teto acaba-se por amortecer a detonação nessas regiões contribuindo para a diminuição de efeitos indesejáveis (como a sobrecavação). Da mesma forma, aumentar a carga nos furos do pilão visa aumentar a criação da face livre gerada pelo mesmo, afetando positivamente o resultado da detonação dos furos seguintes (JIMENO, 2003).

Os furos do piso que inicialmente eram carregados com 4 cartuchos terão agora 5 e 6 cartuchos, respectivamente nas travessas de 23 m e avanços de 16 m. Estes furos correspondem às últimas filas a serem detonadas. Necessitam superar o peso de rocha sobrejacente e deslocar a porção de rocha que lhes compete evitando a formação de repés (elevações no piso que dificultam o tráfego de veículos e pessoas). Para isso é necessário uma energia extra, justificando-se desta forma a necessidade de uma razão de carga maior (JIMENO, 2003).

Com a execução dos ensaios propostos almeja-se alcançar os 90% de avanço pretendidos durante a elaboração do plano de fogo e, com isso, desmontar mais 80 e 120 m³, respectivamente, nos coletores e nas travessas. Da mesma forma, diminuir a razão de carga de 0,38 kg/ton para 0,30 kg/ton nos coletores e de 0,33 kg/ton para 0,26 kg/ton nas travessas, como visto nas planilhas representadas pelas Figuras 26, 27, 35 e 36.

6 CONCLUSÃO

O jumbo utilizado atualmente na mina não condiz com as necessidades operacionais para a execução da perfuração das frentes de lavra. Somado a isso, a ausência da marcação prévia dos furos implica em um acréscimo nos erros envolvidos nesta etapa. Diante esse contexto, fica evidente a conscientização do operador a respeito da importância da acurácia na perfuração dos furos de mina e a implantação de medidas corretivas.

Haverá a melhora na fragmentação do maciço e a diminuição nos desvios de perfuração através da instalação do inclinômetro e do controle do posicionamento dos furos, inserindo a etapa prévia de marcação pelo topógrafo.

A melhoria na acurácia na etapa de perfuração associadas à redistribuição racional dos explosivos tornará o desmonte mais eficiente, preservar o teto e as paredes das galerias e elevar os níveis de segurança das aberturas.

Será possível aumentar o avanço após cada ciclo de desmonte em até 20%, elevar o volume desmontado em até 30% tanto nas travessas quanto nos avanços, reduzir a razão de carga em até 21% e, conseqüentemente, também reduzir os custos por metro cúbico detonado.

REFERÊNCIAS

BONDUA, S. **Underground mining methods**. Mineral Production Systems. Università di Bologna, 2012.

BRADY, B.H.G.; BROWN, E.T. **Rock mechanics for underground mining**. 3rd Ed. Springer, 2004.

DESRIZAL. **Shrinkage stoping udergorund mining method**. Techno, 2012. Disponível em: <http://www.desrizal.com/reading-102-Shrinkage-Stoping-Undergorund-Mining-Method.html>. Consultado em: 10 de outubro de 2013.

DYNO. **Optimal drill & blast**. Techniches for Underground Mining. Dyno Nobel. August, 1997.

EKLIND, M. **Drilling long straight holes**. In : Underground Mining Equipment. Talking Technically. Atlas Copco. Julho de 2007.

HARTMAN, H.L. **SME – Mining engineering handbook**. 2nd Edition Volume two. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. August, 1992.

HAMRIN, H. **Guide to underground**. Mining Methods and Applications. Atlas Copco, 1980.

HAMRIN, H. ; KENNEDY, B. **Choosing an Underground Mining Method**. Underground Mining Methods Handbook. SME, 1982.

ITALKALI S.P.A. **Il salgema : l'origine dei giacimenti siciliani**. Disponível em: <http://www.italkali.com/it/salgamma.php>. Consultado em: 04 de setembro de 2013.

JIMENO, L.C. ; JIMENO, L.E; BERMÚDEZ, G.P. **Manual de perforación y voladuras de rocas**. Arias Montano, 1^a ed. p. 778, Madrid, 2003.

KLEN, A.M. **Aplicação da técnica de simulação para análise da superposição de ondas sísmicas geradas em desmonte de rocha pela dispersão dos tempos de retardo utilizando o método de Monte Carlo**. Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto. Departamento de Engenharia de Minas, 2010.

MAXAM . **Scheda tecnica esplosivi – PREMEX 3700 – 3300 – 2200 – 300**. Maxam, 2009.

NAIDEI. **Método de desmonte subterrâneo: câmaras e pilares**. Geologia. Disponível em: <http://ageologia.blogspot.com.br/2013/07/metodo-de-desmonte-subterraneo-camaras.html>. Consultado em: 08 de Outubro de 2013.

OLIVEIRA, J.G.B. **Desmonte de rocha a céu aberto com recurso a explosivos**. Universidade de Aveiro. Departamento de Geociências, 2009.

PIRRERA, G. **Manuale del Sistema Integrato per la Qualità, l’Ambiente a la Sicurezza sul Lavoro**. Italkali S.p.A. Giugno, 2010.

SEGUITI, T. **Le mine nei lavori minerari e civili**. Edizioni « L’Industria Mineraria », 1969.

SILVA, V.C. **Curso de min 210 – operações mineiras**. Departamento de Engenharia de Minas. Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas, 2007.

TAMROCK. **Tunneling**. Rock Excavation Handbook. Tamrock corp., 1999.

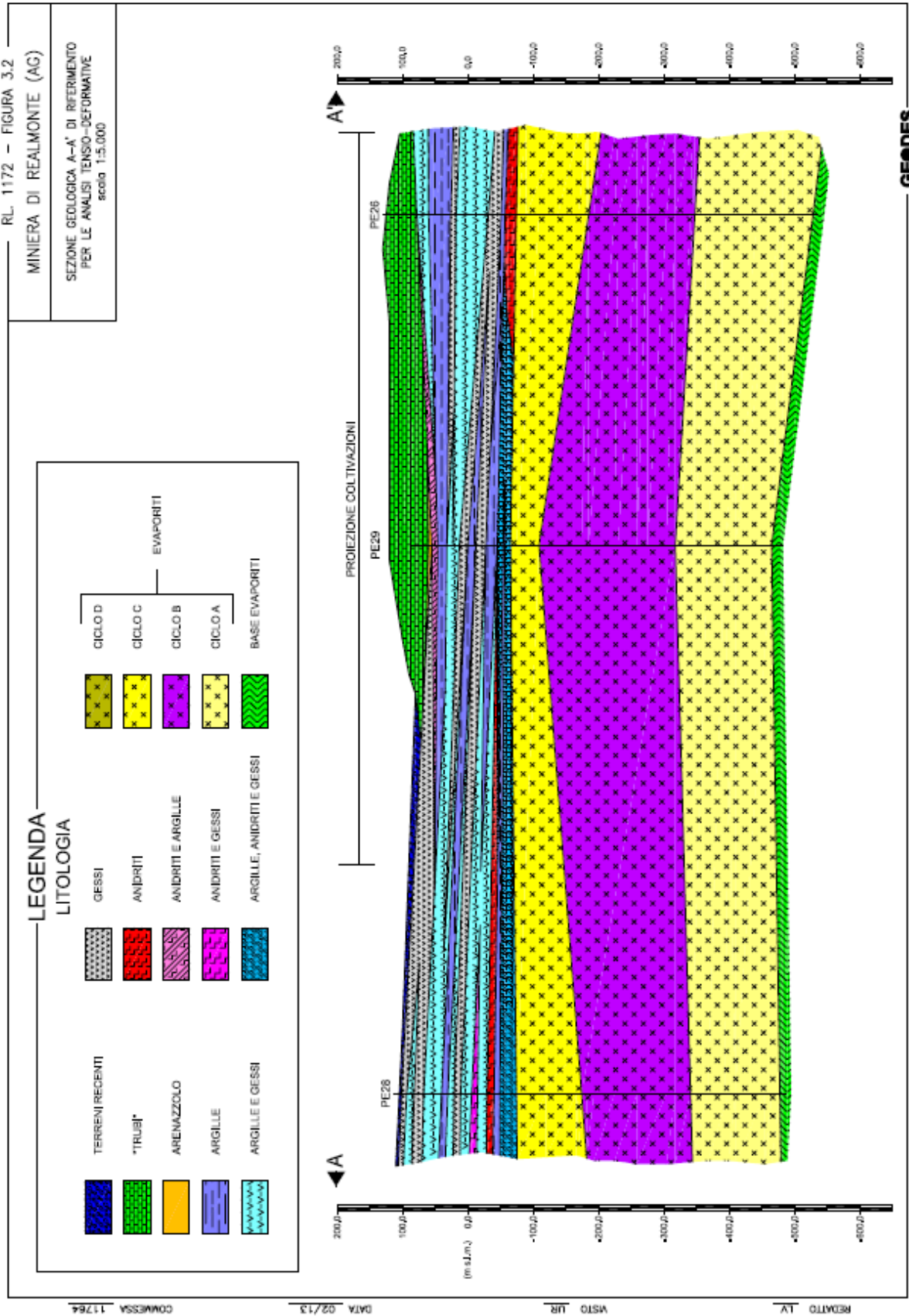
TECNORD. **Inclinômetro – lexton**. Tecnord Sul América. Disponível em : <http://www.tecnord-sulamerica.com.br/>. Consultado em: 06 de outubro de 2013.

TINCELIN E. ; SINOU P. **Comportement d’un toit délicat suivant les modes de tir et de soutènement**, In : Bulletin Technique des Mines de Fer de France, n. 70, 1^o trimestre 1963.

WIKIPEDIA. **Realmonte**. Wikipedia, a Enciclopédia Livre. Disponível em: <http://pt.wikipedia.org/wiki/Realmonte>. Consultado em: 13 de setembro de 2013.

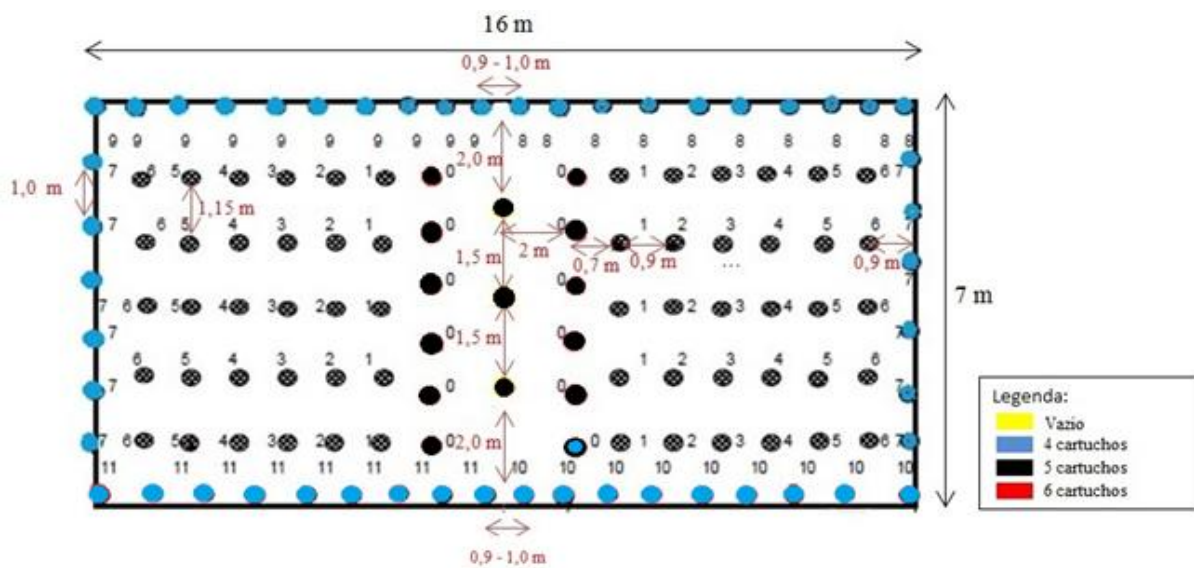
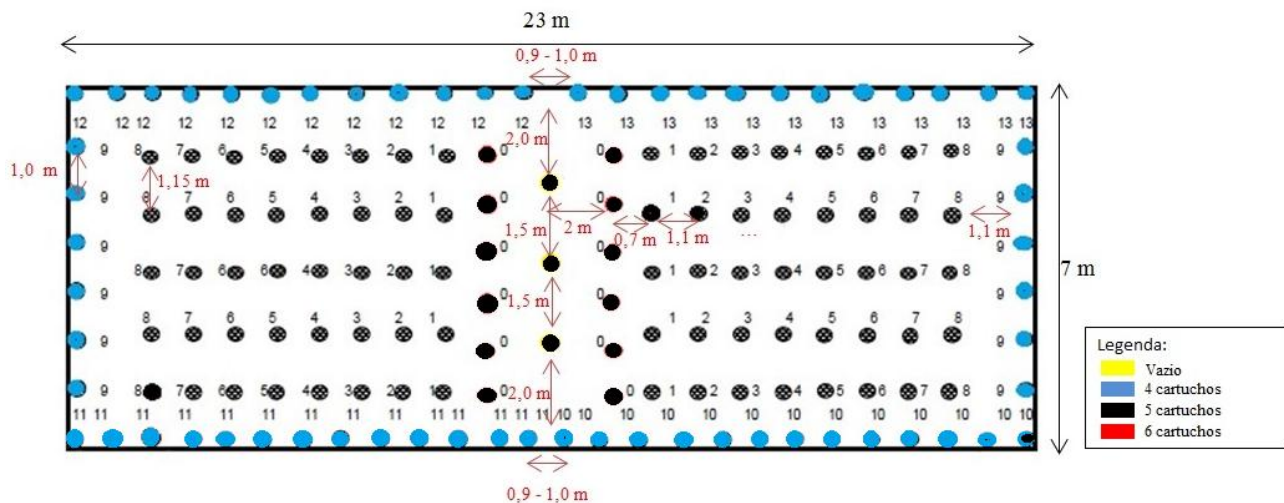
APÊNDICES

APÊNDICE A - SEÇÃO ESTRATIGRÁFICA A-A' DA JAZIDA DE REALMONTE



APÊNDICE B - PLANIMETRIA DA MINA DE REALMONTE

APÊNDICE C - PLANO DE FOGO ATUAL DAS TRAVESSAS DE 23 M E AVANÇOS DE 16 M



APÊNDICE D – DISTRIBUIÇÃO DOS TEMPOS DE DISPARO DOS FUROS NAS TRAVESSAS E COLETORES PRINCIPAIS

Tabela 03 – Distribuição dos tempos de disparo dos furos nas travessas.

Tempo	Retardo (ms)	Nº de Furos
0	0	15
1	25	10
2	50	10
3	75	10
4	100	10
5	125	10
6	150	10
7	175	10
8	200	10
9	225	12
10	250	13
11	275	13
12	300	12
13	325	12
Total		157

Tabela 04 – Distribuição dos tempos de disparo dos furos nos avanços dos coletores.

Tempo	Retardo (ms)	Nº de Furos
0	0	15
1	25	10
2	50	10
3	75	10
4	100	10
5	125	10
6	150	10
7	175	12
8	200	10
9	225	10
10	250	9
11	275	9
Total		125

APÊNDICE E – PROPOSTA DE DISTRIBUIÇÃO DOS EXPLOSIVOS NO PLANO DE FOGO DAS TRAVESSAS E DOS AVANÇOS

