

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL

Escola de Engenharia

Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais (PPGE3M)

**OPTIMIZAÇÃO DAS OPERAÇÕES DE DESMONTE DE ROCHA COM USO DE
EXPLOSIVOS EM CÂMARAS TRANSVERSAIS (*SUBLEVEL STOPING*)**

Lauro Augusto Bündrich

Dissertação para a obtenção do título de Mestre em Engenharia

Porto Alegre

2017

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
Escola de Engenharia
Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais (PPGE3M)

**OPTIMIZAÇÃO DAS OPERAÇÕES DE DESMONTE DE ROCHA COM USO DE
EXPLOSIVOS EM CÂMARAS TRANSVERSAIS (*SUBLEVEL STOPING*)**

Lauro Augusto Bündrich
Engenheiro de Minas

Dissertação realizada no Laboratório de Pesquisa Mineral e Planejamento Mineiro da Escola de Engenharia da UFRGS, dentro do Programa de Pós Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais (PPGE3M), como parte dos requisitos para a obtenção do título de Mestre em Engenharia.

Porto Alegre
2017

Esta dissertação foi julgada adequada para a obtenção do título de Mestre em Engenharia, área de concentração Metalurgia Extrativa/Tecnologia Mineral, e aprovada em sua forma final pelo Orientador e pela Banca Examinadora do Curso de Pós Graduação.

Orientador: Prof. Dr. Jair Carlos Koppe

Banca Examinadora:

Prof. Dr. André Cezar Zingano - UFRGS/PPGE3M

Prof. Dr. Enrique Munaretti - UFRGS/DEMIN

Prof. Dr. Júlio Cesar de Souza - UFPE

Prof. Dr. Carlos Pérez Bergmann
Coordenador do PPGEM

Ao amor da minha vida, Karine que esteve ao meu lado durante todo tempo que escrevi esta obra.

AGRADECIMENTOS

À minha querida família, em especial aos meus pais, Lauro Ouriques Bundrich e Cecilia Maria Meyer, irmão Leonardo Bundrich e avo Maria Ouriques Bundrich, pelo apoio incondicional;

À minha parceira de vida Karine Faraon Soares pelo apoio e dedicação constantes;

Ao Prof. Dr. Jair Carlos Koppe, pelo apoio e orientação durante a realização deste trabalho;

Ao Prof. Dr. Enrique Munaretti pela orientação e auxílio e conhecimento ao trabalho realizado;

Aos membros da banca examinadora, pelo interesse e disponibilidade de participar além das contribuições ao trabalho;

À Orosur Mining Inc. pela cooperação e disponibilidade para as realizações dos experimentos durante as operações de mina;

Aos meus amigos, pela compreensão diante de ausências e pelo apoio;

Aos colegas de trabalho Srs. Diogo Peixoto Cordova, Mauricio Loyola Trullenque, Alex Ferrari e Sandro Pinzon, pela amizade, compreensão e colaboração;

Aos professores do DEMIN/UFRGS, pela oportunidade de aprendizado e, também, pela paciência, dedicação e disponibilidade;

A todas as pessoas que, de alguma forma, auxiliaram na conclusão deste trabalho.

“A boa vontade é tal, não por suas obras ou realizações, não por sua aptidão para alcançariam fim proposto, mas só pelo "querer " por outras palavras, é boa em si e, considerada em si mesma, deve sem comparação ser apreciada em maior estima do que tudo quanto por meio dela poderia ser cumprido unicamente em favor de alguma inclinação ou, se, se prefere, em favor da soma de todas as inclinações.” (Immanuel Kant)

RESUMO

O desmonte de rocha com uso de explosivos, aplicado à extração subterrânea de recursos minerais é uma tarefa ímpar que exige perícia e planejamento detalhado. Nesse contexto, essa dissertação tem sua relevância devido à apresentação de metodologias que visam aprimorar os processos envolvidos com o desmonte de rocha com uso de perfurações radiais, aplicado ao método de mineração subterrânea câmaras transversais, variante do método *sublevel stoping*. Para cumprir esse objetivo foram estabelecidas metodologias embasadas na utilização de registros sísmográficos dos desmontes, mapeamento por laser das câmaras de lavra, registros operacionais da mina estudada. As metodologias aplicadas nas operações de mina incluíram: a segregação entre as atividades de perfuração e desmonte de rocha para assim aprimorar o ciclo operacional, a implantação de desmontes massivos como forma de aumentar a taxa de produção. A mudança na geometria das câmaras, a fim preservar o teto das mesmas. Um experimento com diferentes arranjos de retardo nos desmontes, como forma de determinar a configuração temporal menos nociva em termos de vibração, e por fim, a aplicação de uma nova malha de perfuração baseada no método dos triângulos reorientados de Hagan (1988), que visava diminuir a necessidade de perfuração e melhorar a distribuição energética dos desmontes em leque. As modificações propostas geraram resultados positivos, respectivamente quanto: aumento da eficiência dos ciclos de perfuração em 49% e aumento de 54% na produtividade das câmaras no período estudado, devido a implementação de desmontes massivos somados a segregação das atividades de perfuração e desmonte. Observou-se a diminuição significativa da sobre-quebra (*back break*) do teto, da mesma forma os danos aos cabos de ancoragem (*cable-bolts*) foram reduzidos, resultados estes oriundos das modificações na geometria das câmaras. Os testes com diferentes arranjos de retardos demonstraram que o arranjo: 50ms entre furos e 200ms entre linhas, gerou a menor intensidade de vibração. O teste com o padrão de perfuração baseado na técnica de Hagan apresentou melhor índice de perfuração específica, porém, resultou em uma recuperação menor do que a média usual das câmaras, (76% contra 85%). Pode-se concluir que as metodologias propostas foram válidas como medidas de aprimoramento das operações de perfuração e desmonte de rocha, a exceção da técnica dos triângulos reorientados de Hagan. Também foi possível concluir que a razão entre os valores de retardos intra linhas (L-L) e intra furos (F-F) influi diretamente na intensidade de vibração.

Palavras chave: Câmaras subterrâneas, desmonte de rocha, perfuração radial, retardos entre furos, sobre-quebra, vibração e malha de perfuração.

ABSTRACT

The blasting of rocks, applied to the underground extraction of mineral resources is a difficult task that requires expertise and detailed planning. In this context, this dissertation has its relevance due to the presentation of methodologies that aim to improve the processes involved with the blasting of rocks utilizing ring drilling, applied to the underground mining method transversal stopes, a variant of the method sublevel stoping. To fulfill this objective, methodologies based on the use of seismographic records of the blasting events, laser scanners of the stopes and operational records of the mine were used, as well as the use of Micromine software. The methodologies applied in mine operations included: segregation between rock drilling and blasting activities to improve the operational cycle, the implantation of the concept of mass blasting as a way to increase the production rate, the change in the drilling pattern in order to preserve the roof of the stopes, an experiment with different arrangements of delays for the blasting, as a way to determine the less harmful configuration in terms of vibration and finally the application of a new drilling pattern based on the reoriented triangles method of Hagan (1988), which aimed to reduce the need for drilling and to improve the energy distribution of the rings of drilling. The proposed modifications generated positive results, respectively: increase in the efficiency of the drilling cycles by 49% and a 54% increase in the productivity of the studied period, due to the implementation of mass blasting concept added to the segregation of drilling and blasting activities. It was observed that the significant decrease of the back break of the roof, in the same way the damages to the cables of reinforcement (cable-bolts) were reduced, as a result from the modifications in the drillings. The tests with different delay arrangements showed that the arrangement: 50ms between holes and 200ms between rows, generated the lowest vibration intensity. The Hagan technique-based drilling test showed a better specific drilling index, but resulted in a lower ore recovery than the usual to the stopes mean (76% vs. 85%). It can be concluded that the proposed methodologies were valid as measures of improvement of the operations of drilling and blasting of rock, except for the technique of the reoriented triangles of Hagan. It was also possible to conclude that the ratio between inter ring and inter-hole delays directly influences the vibration intensity.

Keywords: Stopes, blasting of rock, ring drilling, blast holes delays sequencing, over-breaking, vibration and drilling patterns.

ÍNDICE DE ILUSTRAÇÕES

Figura 1 - Sequência idealizada da criação de uma câmara.....	15
Figura 2 - Uso de câmaras em grande escala nas minas Mount Isa.....	19
Figura 3 - Diferenças conceituais entre câmaras: a) longitudinais; b) transversais.....	20
Figura 4 - a) Extração por drawpoint; b) Entrada de equipamento por controle remoto.....	20
Figura 5 - Três operações envolvendo desmonte com furos em leque.....	22
Figura 6 - Ângulos de mergulho e de perfuração.....	24
Figura 7 - Metodologias de cálculo para o espaçamento em perfurações em leque.....	26
Figura 8 - Metodologia AECI de design para as perfurações em um leque.....	28
Figura 9 - Leques sucessivos com malha de perfuração triangular.....	29
Figura 10 - A) Perfurações, demonstrando a variação de r-R; B) Malha triangular convencional com triângulos equiláteros de aresta S.....	29
Figura 11 - Gráfico dos valores de " θ " e "r", para diferentes relações de "S/B", na zona próxima ao emboque do furo.....	30
Figura 12 - Malha de triângulos reorientados.....	31
Figura 13 - Distintas relações S/B: a) $S/B \geq 2.4$; b) $S/B = 1.15$; c) $S/B < 1$	32
Figura 14 - Planos preliminares, demonstrando furos ascendentes nas laterais das galerias.....	33
Figura 15 - A) Perfurações mina Key Stone; B) Exemplo de Perfurações; C) Perfurações Mina Kemi.....	34
Figura 16 - Retardos entre furos e entre leques.....	37
Figura 17 - Efeito da duração dos retardos na fragmentação.....	38
Figura 18 - Sequência típica de detonação de um leque.....	39
Figura 19 - Plano de retardos conceitual básico, utilizado na mina Mount Isa Mines Austrália.....	42
Figura 20 - Típico gráfico de aceleração de partícula oriunda da detonação de um furo.....	45
Figura 21 - Gráfico de intensidade de vibração PPV sobreposto as cargas por instantes.....	46
Figura 22 - Funcionamento do scanner a laser de cavidades.....	50
Figura 23 - a) Scanner a laser; a) Exemplo de ferramental para o scanner de uma câmara; b) Scanners sucessivos de uma câmara mostrando o avanço no desmonte; c) Foto real do aparato em funcionamento.....	51
Figura 24 - Mapa do Uruguai mostrando a localização da Mina Arenal Deeps.....	52
Figura 25 - Geologia regional da formação "Isla Cristalina".....	53
Figura 26 - Mapa das minas relacionadas a Zona de Cisalhamento San Gregório.....	54
Figura 27 - Amostra de mão, granito brechado com veios de quartzo e sulfetos disseminados.....	55
Figura 28 - Vista oeste do projeto da mina Arenal Deeps.....	57
Figura 29 - Exemplificação do método câmaras e pilares inclinados.....	58
Figura 30 - Vista isométrica da exploração com o método câmaras transversais.....	59
Figura 31 - Exemplo da operação das câmaras em vista de perfil.....	59
Figura 32 - Imagem do scanner Optech.....	63
Figura 33 - Câmara TS_N157_EA: a) sólido planejado; b) sólido real scanner; c) Underbreak; d) Overbreak.....	65
Figura 34 - a) Metodologia de cálculo de recuperação real; b) Exemplo de sólido da recuperação real da câmara TS_N157_EA.....	65
Figura 35 - Sismógrafo Thomas VMS-2000.....	67
Figura 36 - Sismógrafo instalado.....	68
Figura 37 - Gráfico da produtividade das perfuratrizes entre junho e novembro de 2013.....	71
Figura 38 - Foto da câmara TS_N195_E4, terminada, mostrando os danos aos cable-bolts.....	72

Figura 39 - Escâner da câmara TS_N195_E4, sobreposto as perfurações e os cable bolts.....	73
Figura 40 – Escâner da câmara TS_N182_E1, sobreposto as perfurações e aos cable bolts	73
Figura 41 - A) Funcionamento de um cable-bolt. B) Perda de tensão no elemento de fortificação.	74
Figura 42 - Gráfico com os ciclos operacionais, de perfuração e desmonte mistos e segregados...	76
Figura 43 - Sequência idealizada para os desmontes de uma câmara.....	78
Figura 44 - Exemplo do carregamento de explosivos da fase 2 da câmara, TS_N157_W1.....	78
Figura 45- Demonstra os tempos reais de detonação de um desmonte da câmara TS_N157_E0 ...	80
Figura 46 - Operação de limpeza dos furos da câmara TS_N182_E4.....	80
Figura 47 - Plano de carregamento de explosivos da linha 10, câmara TS_N157_E0.....	82
Figura 48 - Mapa do nível N145, mostrando os conjuntos de linhas: VL-02, VL-03 e VL-04, assim como a posição do sismógrafo.....	84
Figura 49 - Mudança na geometria do teto das câmaras; A) método antigo; B) Método novo.....	85
Figura 50- Exemplo dos planos de perfuração das câmaras: TS_N220_E3 (antes das modificações) e TS_N182_E4 (posterior às modificações).....	86
Figura 51- Perfurações nos métodos TS e IRP, comparados à câmara IRP_N181_169_A1.	87
Figura 52 - Malha 1,9 x 2,1m: acima malha aparente na galeria, abaixo malha real; B) Malha 1,4 x 3,5m, acima malha aparente na galeria, abaixo malha real.	89
Figura 53 - Malhas de perfuração; A) Normal; B) Hagan adaptado.....	90
Figura 54 - Efeito da distorção do spacing, a) mantendo a bissetriz, mas alterando o spacing; b) mantendo o spacing, mas perdendo a bissetriz.	91
Figura 55 - Gráfico da perfuração radial entre os meses de junho de 2013 a julho de 2014.....	92
Figura 56 - Produção mensal de minério.	95
Figura 57 - Registro sismográfico da VL-04.....	96
Figura 58 - Registro sismográfico da VL-03.....	97
Figura 59 - Registro sismográfico da VL-02.....	97
Figura 60- Mapas de tensões resultantes das duas configurações de perfuração; Esquerda: esquema de perfuração com furos altos; Direita: Esquema novo de perfuração excluindo furos altos.....	99
Figura 61 - Escâner da câmara TS_N157_E4, sobreposto a linha L-15 e os cabos de teto.....	100
Figura 62 - Foto da câmara TS_N157_E4, demonstrando a preservação dos cabos de teto.	100
Figura 63 – Foto da câmara TS_N182_E4, demonstrando a preservação dos cabos de teto.	101
Figura 64 – Foto da câmara TS_N157_E2, demonstrando a preservação dos cabos de teto.	101
Figura 65 – A) Configuração antiga de perfuração; B) Nova configuração de perfuração.....	102
Figura 66 - Foto da operação de preenchimento da câmara TS_N195_E1, mostrando a grande extensão de teto não fortificado, e a irregularidade do mesmo devido à caída de blocos.	103
Figura 67 - Foto da câmara TS_N182_E1, demonstrando a preservação parcial da seção da galeria guia, após a abertura da câmara.	103
Figura 68 - Escâner sobreposto às linhas de perfuração L-2 e L-3.....	105
Figura 69 - Escâner sobreposto às linhas de perfuração L-5 e L-7.....	105
Figura 70 - Escâner sobreposto às linhas de perfuração L-9 e L-13.....	106
Figura 71 - Escâner sobreposto as linhas de perfuração L-18 e L-20.....	106

ÍNDICE DE TABELAS

Tabela 1 - Variáveis dos planos de fogo de minas canadenses que utilizam método <i>sublevel stope</i> e <i>open stopes</i>	27
Tabela 2 - Fatores de carga e rocha de minas canadenses que utilizam método <i>sublevel stope</i> e <i>open stopes</i>	36
Tabela 3 - Razão de carga volumétrica para uso em perfurações em leque	36
Tabela 4 - Fator de alívio em detonações e suas consequências nos resultados.....	44
Tabela 5 - Resultados dos ensaios de resistência realizados em amostras de furos de sondagens.....	56
Tabela 6 - Resumo dos critérios de resistência a ruptura calculados para maciço rochoso (Hoek-Brown).	56
Tabela 7 - Ficha técnica do <i>scanner</i> a laser	63
Tabela 8 - Ficha técnica do sismógrafo VMS-2000.	67
Tabela 9 - Exemplo de tabela com os dados Sismográficos.	69
Tabela 10 - Exemplo de tabela ajustada.	69
Tabela 11 - Dados correlatos a perfuração das câmaras	71
Tabela 12 - Resumo das características dos três testes realizados.....	83
Tabela 13 - Dados utilizados no modelo tensional.	86
Tabela 14 - Malhas de perfuração do método antigo e do novo respectivamente	88
Tabela 15 - Variantes geométricas das malhas de perfuração.	88
Tabela 16 - Número de desmontes por câmara.....	94
Tabela 17 - Lista das câmaras nas quais o teto foi preservado.	98
Tabela 18 - Consumo de metros de perfuração da câmara IRP_N181-169-A1.	104

LISTA DE ABREVIATURAS

IRP	<i>Inclined Room and Pillar</i> , câmaras e pilares inclinados.
TS	<i>Transversal Stopes</i> , câmaras transversais.
CMS	<i>Cavity Monitoring System</i> , escâneres à laser de cavidades.
LHD	<i>Load Haul and Dump</i> , equipamento de carregamento de material em subterrâneo.
L-L	Retardos intra linha.
F-F	Retardos intra furos.
PPV	<i>Peak particle velocity</i> - pico da velocidade de partícula.
CMI	Carga máxima por instante.

SÚMARIO

1.	CAPÍTULO 1 - INTRODUÇÃO	14
1.1.	Meta.....	15
1.2.	Objetivos	16
1.3.	Organização dessa dissertação	16
2.	CAPITULO 2 - REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	18
2.1.	Sublevel Stoping	18
2.1.1.	Principais variantes do método	19
2.1.2.	Recuperação e diluição	21
2.2.	Perfuração em leque	22
2.2.1.	Design de perfurações em leque	22
2.2.2.	Perfuração	23
2.2.3.	Malha de perfuração	26
2.3.	Desmonte em linhas de perfuração em leque.....	34
2.3.1.	Temporização.....	37
2.3.2.	Desmontes massivos	40
2.4.	Dados de vibração como ferramenta na avaliação da eficiência do desmonte.	44
2.5.	Utilização de sistemas de monitoramento de cavidades (Scanner a laser)	48
3.	CAPITULO 3 – LOCALIZAÇÃO E CARACTERÍSTICAS DA ÁREA DE ESTUDO	
	52	
3.1.	Geologia Local	53
3.1.1.	Geotécnica.....	55
3.2.	Mina Arenal Deeps.....	56
3.2.1.	Design de mina Arenal Deeps.....	57
3.2.2.	Método câmaras e pilares inclinados (IRP).	58
3.2.3.	Método câmaras transversais	58
4.	METODOLOGIA	60
4.1.	Coleta de dados e ferramental	60
4.1.1.	Acompanhamento em campo das operações de mina.....	61
4.1.2.	Software de visualização 3D aplicado à mineração (Micromine 2014)	61

4.1.3.	Scanner a laser (CMS)	62
4.1.4.	Dados sismográficos	66
4.2.	Diagnostico dos principais problemas associado ao desmonte	70
4.2.1.	Baixo rendimento do ciclo perfuração e desmonte	70
4.2.2.	Danos aos cable bolts	71
4.3.	Propostas para aumentar a eficiência das operações de perfuração e desmonte	75
4.3.1.	Implementação de desmontes de grande porte	75
4.3.2.	Teste de retardos para o desmonte em câmaras.	81
4.3.3.	Mudança de geometria das câmaras para preservar os cabos de teto.	84
4.3.4.	Teste com esquema de perfuração de Hagan	87
5.	RESULTADOS E DISCUSSÃO	92
5.1.	Desmontes massivos discussão	92
5.2.	Testes com diferentes retardos nos desmontes de câmara	95
5.3.	Mudança de geometria das câmaras	98
5.4.	Teste com malha de perfuração HAGAN	104
6.	CONCLUSÕES	108
6.1.	Utilizar medidas de vibrações, near field vibration, para diagnosticar a eficiência dos desmontes	108
6.2.	Utilizar escâneres a laser para avaliar desempenho dos desmontes	109
6.3.	Metodologia de desmontes massivos	109
6.4.	Distribuição dos tempos de retardos nos desmontes	109
6.5.	Sobre-quebra do teto das câmaras.	110
6.6.	Malha de perfuração baseados no método dos triângulos de HAGAN.....	110
6.7.	Trabalhos futuros.....	111
7.	BIBLIOGRAFIA	112

1. CAPÍTULO 1 - INTRODUÇÃO

A extração subterrânea de recursos minerais sempre esteve presente na história da humanidade. Qualquer situação que se mostre desfavorável à mineração a céu aberto propiciará o uso da lavra subterrânea, nesse tocante, um dos processos mais importantes é o desmonte de rocha com uso de explosivos, para ambientes subterrâneos que apresentem elevada resistência à escavação, a opção mais acessível para a construção de tuneis e câmaras é uso de explosivos, contudo, os limitados espaços disponíveis assim como a distribuição das perfurações, as quais podem assumir diversas orientações espaciais, fazem com que o desmonte de rocha aplicado a câmaras subterrâneas seja uma tarefa ímpar que exige perícia e planejamento detalhado.

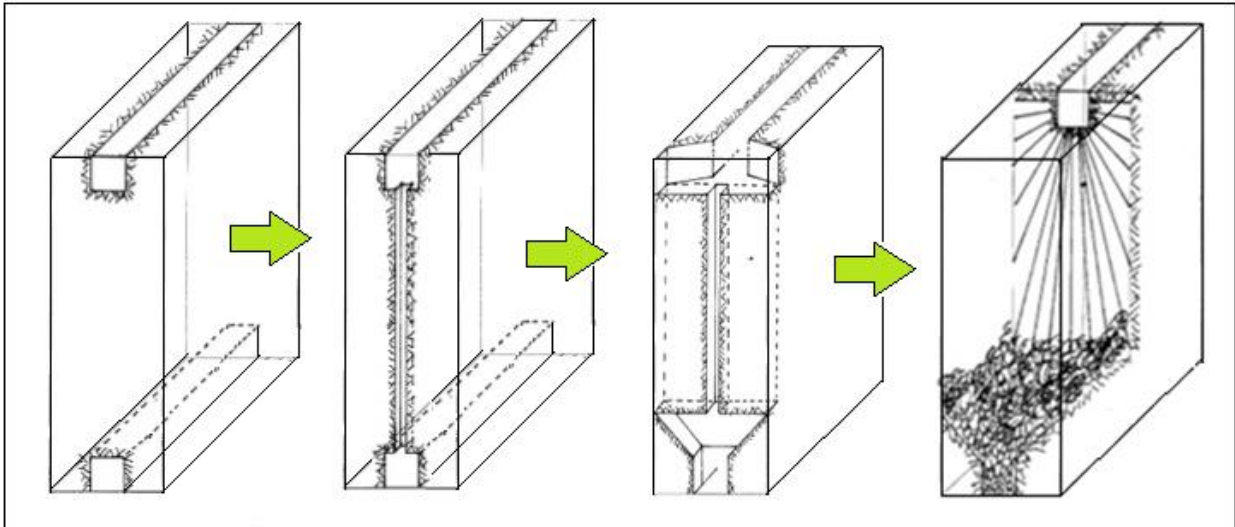
A criação de vazios, em ambiente subterrâneo para a extração de bens minerais difere das técnicas utilizadas para a criação de espaços de armazenagem ou de infraestrutura civil.

Os vazios deixados após a extração do minério de interesse não têm finalidade e são por si só um subproduto do método de mineração, contrastando com as construções civis que veem no espaço gerado o produto e não um inconveniente operacional.

Detonações subterrâneas para extração de minério por meio de câmaras (*stopes*) tem larga aplicação na mineração moderna e tem por principal condição de uso, a resistência da rocha hospedeira da mineralização, assim como, geometrias que permitam o escoamento do material desmontado por gravidade. *As condições geomecânicas do ambiente são o que definem as dimensões máximas das câmaras, é importante maximizar esse volume a fim de diminuir os custos de produção, logo as dimensões das câmaras podem assumir grandezas desde dezenas até centenas e metros,* (Villaescusa, 2014).

Para criar um grande espaço vazio dentro de um determinado maciço rochoso, normalmente se desenvolvem duas galerias paralelas e alinhadas em distintas cotas, essa diferença determina a altura da câmara, tais galerias são ampliadas em sua extremidade final até a largura de projeto da câmara, logo se realiza a conexão vertical entre as duas galerias e a fase de desmonte se inicia, o material detonado é então removido através da galeria de acesso inferior (Figura 1).

Figura 1- Sequência idealizada da criação de uma câmara.



Fonte: Imagem modifica de Holmberg, 2001.

Com a finalidade de diminuir a necessidade de galerias de perfuração, as quais despendem um custo muito mais elevado por tonelada desmontada, é prática comum à utilização de perfurações em leque, as quais visam cobrir grandes áreas de perfuração a partir de um pequeno acesso, irradiando-se as perfurações em intervalos angulares que determinam o espaçamento no fundo dos furos.

Aprimorar as técnicas de desmonte utilizadas para a extração de minérios em minas subterrâneas tem sua importância baseada na redução de custos operacionais, o que pode viabilizar a lavra de depósitos minerais de baixo teor, por exemplo, os quais possuem aproveitamento econômico marginal. Nesses cenários, qualquer redução de custos ou aumento de taxas de produção, pode significar a viabilidade de um projeto.

1.1. Meta

A meta dessa dissertação é desenvolver metodologias para aumentar a eficiência dos processos relacionados ao desmonte de rocha com uso de explosivos na lavra subterrânea, visando reduzir os efeitos negativos das principais deficiências observadas nos processos operacionais, aumentando assim a produtividade e a eficiência dessas operações.

1.2. Objetivos

Para cumprir a meta estabelecida alguns objetivos foram traçados:

- ✓ Diagnosticar a eficiência dos desmontes com o auxílio de monitoramento sismográfico.
- ✓ Avaliar o desempenho dos desmontes com o uso de Scanners ópticos nas câmaras transversais.
- ✓ Definir uma nova metodologia de desmontes massivos.
- ✓ Determinar a distribuição dos tempos de retardo que gere a menor intensidade de vibração nos desmontes.
- ✓ Diminuir a sobre quebra no teto das câmaras a fim de preservar a fortificação de teto.
- ✓ Avaliar a utilização dos esquemas de perfuração baseados no método dos triângulos reorientados de Hagan (1988).

1.3. Organização dessa dissertação

Capítulo 1: Introduz o tema da dissertação estabelecendo a meta e os objetivos a serem alcançados com o estudo.

Capítulo 2: Descreve os fundamentos teóricos e revisa a bibliografia existente sobre: o método de lavra câmaras transversais, as características das perfurações e desmonte no respectivo método assim como a aplicabilidade de sismógrafos e scanners a laser na avaliação dos resultados dos desmontes, essa revisão tem por objetivo criar as bases teóricas para a formulação das metodologias aplicadas nessa dissertação.

Capítulo 3: Situa a área de estudo, e apresenta as características do método de lavra assim como resume os principais problemas associados as operações de perfuração e desmonte de rocha com uso de explosivos especificamente na mina *Arenal Deeps*, local de estudo.

Capítulo 4: Apresenta as metodologias utilizadas para atingir as metas e os objetivos estabelecidos na dissertação, assim como os procedimentos de obtenção e tratamento dados.

Capítulo 5: Apresenta os resultados obtidos por meio das mudanças propostas no capítulo 4, e avalia o cumprimento das metas estabelecidas.

Capítulo 6: Apresenta as conclusões do estudo e faz recomendações pertinentes a tema.

2. CAPITULO 2 - REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1. Sublevel Stoping

De acordo com Hamrin (2001) *Sublevel Stoping* é método de lavra subterrânea que cria grandes espaços vazios, que possuem geralmente grande extensão vertical, o corpo mineralizado é dividido em prismas “*stopes*”, os quais são lavrados.

Haycocks (1992) esclarece a importância de maximizar as dimensões das câmaras para aumentar a eficiência do processo de lavra, sendo que as condições de estabilidade do maciço rochoso são o que determinam o tamanho máximo de vazio. O autor também cita as principais condições para a utilização do método:

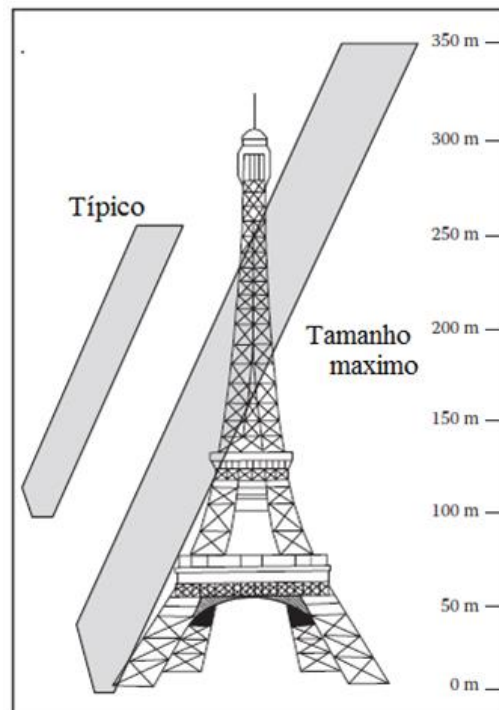
- ✓ Inclinação maior do que o ângulo de repouso na parte da lapa do depósito “*Footwall*”
- ✓ Maciços rochosos estáveis tanto na área mineralizada como na rocha hospedeira.
- ✓ Rochas competentes tanto no minério quanto na rocha hospedeira.
- ✓ Contornos regulares da zona mineralizada.

No método *Sublevel Stoping*, qualquer porção classificada como minério é dividida em módulos, os quais posicionam se paralelamente ao mergulho do corpo mineral ou transversalmente ao mesmo (Hamrin, 2001).

Segundo Villaescusa (2014) o sucesso do método depende da estabilidade de grandes áreas de parede das câmaras, geralmente pouco reforçadas.

Em maciços rochosos competentes as câmaras podem assumir dimensões relativamente massivas como demonstra a Figura 2.

Figura 2 - Uso de câmaras em grande escala nas minas Mount Isa.



Fonte: Imagem modificada de VILLAESCUSA, 2014.

2.1.1. Principais variantes do método

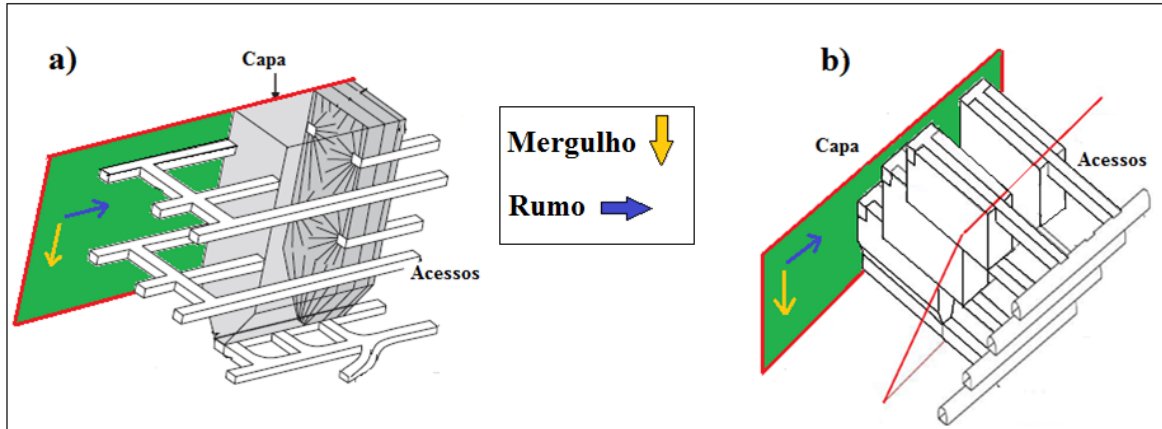
Existem duas possíveis configurações para o método: longitudinal e transversal. Em ambas, o minério é lavrado por meio de sub níveis que criam, de certa forma, bancadas por meio das quais o minério é desmontado e flui por gravidade até um ponto de carregamento.

Sub níveis longitudinais: são utilizados para corpos minerais estreitos normalmente com menos de 15m de espessura, com mergulhos de alto grau tendendo a verticalidade, as câmaras são orientadas paralelamente ao rumo do corpo mineral.

Sub níveis Transversais: são utilizados em corpos mineralizados de maior espessura, nos quais as câmaras se orientam perpendicularmente ao rumo do corpo, sendo que pilares são deixados entre as câmaras primárias, os mesmos são separados entre si por seções verticais e ou horizontais com a finalidade de dar sustentação ao maciço rochoso remanescente. (Villaescusa, 2014).

A Figura 3 ilustra as diferenças entre as variantes longitudinais e transversais do método *Sublevel Stopping*.

Figura 3 - Diferenças conceituais entre câmaras: a) longitudinais; b) transversais.

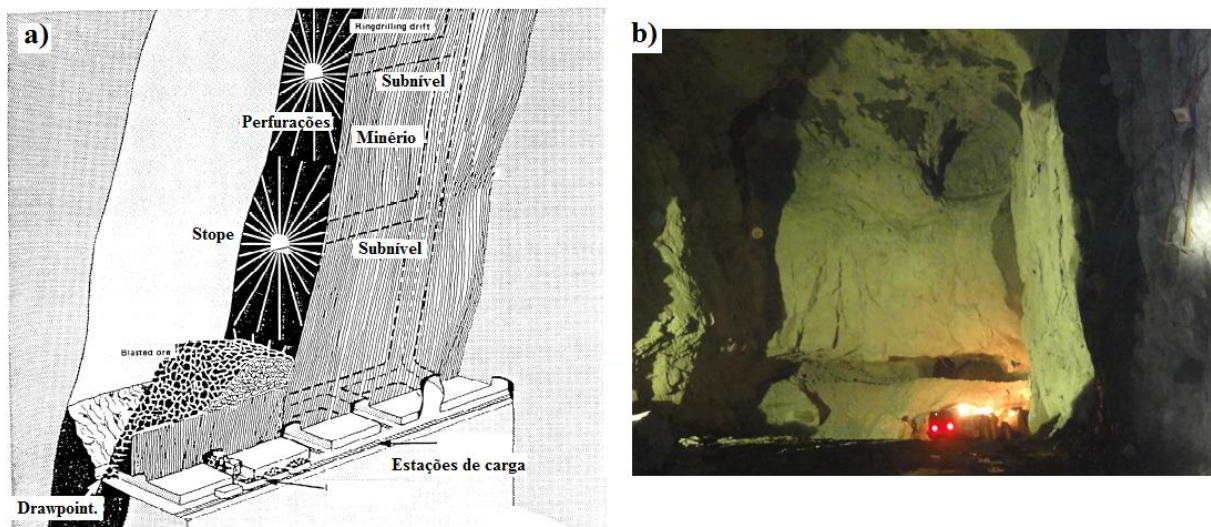


Fonte: Imagem modificada de: a) VILLAESCUSA 2014, b) estudo de viabilidade LORYSSER 2010.

De acordo com Haycocks (1992) os acessos que permitem as perfurações de produção, são construídos dentro da área mineralizada, isso possibilita que a perfuração irradie do centro das galerias até o limite planejado da câmara com o espaçamento desejado.

Pontos de descarga permanentes “*drawpoint*” (Figura 4 - a) deveriam ser construídos na parte inferior das câmaras para permitir o carregamento do material desmontado com segurança, porém esta prática mostra-se onerosa, muitas vezes opta-se por realizar o carregamento dentro da própria câmara, o que só é possível com a adoção de maquinaria controlada remotamente como indicado no exemplo da Figura 4-b.

Figura 4 - a) Extração por *drawpoint*; b) Entrada de equipamento por controle remoto.



Fonte: Imagem modifica de: a) HAMRIM 2001. b) foto tirada pelo autor, 2013.

O método é mundialmente utilizado na mineração subterrânea, por oferecer muitas vantagens incluindo: baixo custo de produção e maior segurança nas operações por não exigir a entrada de pessoal na parte interna das câmaras, é altamente mecanizado e por tanto capaz de atingir taxas elevadas de produção com um número mínimo de trabalhadores (Hamrin, 2001).

Segundo Villaescusa (2014), as desvantagens do método incluem a necessidade de desenvolvimento significativos antes do começo da produção, o que resulta em um grande investimento inicial. Como as câmaras necessitam serem desenhadas com geometrias regulares, inclusões de estéril não podem ser separadas, assim como volumes de minério fora dos contornos planejados da câmara não poderão ser recuperados.

2.1.2. Recuperação e diluição

De acordo com Henning (2007) a recuperação das câmaras assim como a quantidade de diluição, podem ser medidas por meio da comparação entre os volumes: extraídos e planejados. A reconciliação entre esses volumes, permite avaliar o desempenho da câmara, identificando áreas onde ocorreram sobre quebra ou áreas que apresentaram perdas de minério.

A recuperação real deve ser ponderada com respeito não só aos volumes, mas também, quanto à posição do material extraído, em termos gerais a recuperação é dada pela formula (1):

$$\% \text{ Recuperação} = \left[\frac{\{\text{Toneladas Planejadas} - \text{Perdas de minério no Stope}\}}{\text{Toneladas planejadas}} \right] * 100 \quad (1)$$

Em outro aspecto a diluição é responsável pela diminuição do teor do minério, como a quantidade de material extraída será maior para que se obtenha o mesmo volume de metal, o teor do minério extraído obrigatoriamente se reduz, esse efeito é descrito pela formula (2):

$$\% \text{ Diluição} = \left[\frac{\{\text{Toneladas de esteril}\}}{\text{Toneladas planejadas}} \right] * 100 \quad (2)$$

Segundo Diakité (1998) as recuperações de câmaras subterrâneas, normalmente se encontram na ordem de 65 a 85%, enquanto que, a diluição deve ser mantida abaixo de 10%.

2.2. Perfuração em leque

2.2.1. Design de perfurações em leque

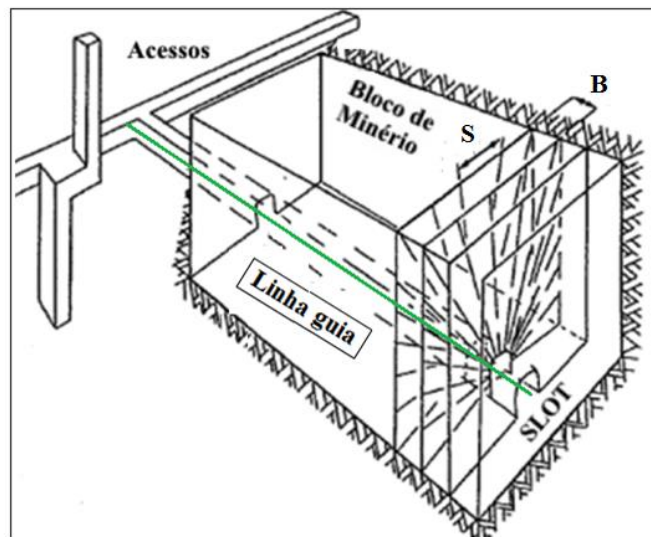
De acordo com Holmberg & Hustrulid (2001) as perfurações em leque são fundamentalmente diferentes de todas as demais variantes, porque os furos são perfurados a partir de um ponto central, irradiando em direção aos limites do bloco mineral que se pretende lavar.

Gustaffsson (1973) ressalta que para minimizar os custos de construção dos acessos, as perfurações normalmente são de grande comprimento para assim gerar grandes vazios.

Segundo Sen (1995) a distância entre leques consecutivos é chamada *Burden* (B), e o *Spacing* (S), é referente à distância medida ortogonalmente entre o final de dois furos de um mesmo leque, sendo que a bissetriz do *spacing* intercepta a linha do perímetro planejado da câmara. Como mostrado na Figura 5 os desmontes com perfurações em leque, envolvem três distintas operações:

- ✓ Desenvolver uma ou mais galerias, ao longo do eixo da escavação pretendida, esta será a direção guia dos leques de perfuração (Linha Guia).
- ✓ Criar uma abertura inicial no final da galeria guia, com a largura total da escavação pretendida.
- ✓ Perfurar leques paralelos à abertura inicial, os quais serão detonados progressivamente na direção da mesma.

Figura 5 - Três operações envolvendo desmonte com furos em leque.



Fonte: Imagem modificada de KONYA, 1989.

De acordo com Holmberg et al (2001) o desmonte de rocha com a utilização de perfurações em leques possui as seguintes vantagens:

- ✓ O método é muito flexível aceitando bem as variações na forma e nas dimensões do bloco de minério
- ✓ Permite que se desmonte grandes blocos de minério a partir de pequenos acessos, melhorando os custos de desenvolvimento incrementando a estabilidade geomecânica.
- ✓ Oferece alta produtividade, e mostra se um método seguro contra falhas na produção, por permitir que se perfure e se extraia o minério concomitantemente com as operações de desmonte.
- ✓ É seguro pelo fato de os trabalhadores não necessitarem entrar na câmara aberta.

O objetivo básico das ferramentas computacionais modernas, tais como os *softwares* aplicados a mineração, é prover planos em escala das perfurações em leque, que mostrem a posição dos furos em relação: as galerias de acesso, a interpretação geológica do corpo mineral e os limites planejados da câmara.

Os *softwares*, também, permitem que se trabalhe com as configurações do equipamento de perfuração tais como mínima circunferência de giro, ângulos de perfuração e ângulos de basculação (Villaescusa, 2014).

2.2.2. Perfuração

De acordo com Jimeno (2003) as perfurações em forma de leque invariavelmente possuem um alto índice de perfuração específica por tonelada desmontada, devido à diminuição do espaçamento à medida que as perfurações se aproximam do ponto de emboque dos furos.

Muitos fatores devem ser considerados antes do começo da perfuração, tais como: “perfurabilidade” do minério, fragmentação desejada, diâmetros dos furos, comprimento dos furos, orientação e espaçamento dos mesmos.

Todos esses fatores contribuem para a seleção do equipamento de perfuração assim como para o *design* das perfurações da câmara. (Haycocks,1992)

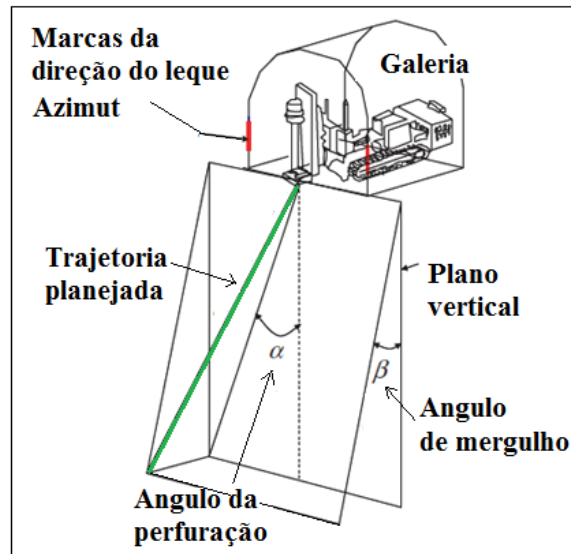
Holmberg (2001) lista algumas desvantagens da utilização das perfurações em leque:

- ✓ Os furos são perfurados com diferentes ângulos, variando assim as forças de deflexão que atuam em cada furo, gerando diferenças grosseiras entre a malha planejada e a real, isto pode ocasionar fragmentação grosseira, e ou, falha no arrancamento do material planejado para cada leque.
- ✓ Os furos encontram a linha de projeto que delimita a câmara em diferentes ângulos, o que torna difícil garantir que a concentração de carga, na região crítica do fundo dos furos, seja suficiente para propiciar a rompimento da rocha.
- ✓ Os furos são perfurados com ângulos e comprimentos diferentes, e são embocados muito próximos uns dos outros, isso dificulta que a equipe de operações de mina logre reproduzir o plano teórico em terreno perfeitamente.

De acordo com Haycocks (1992) muitos equipamentos têm a capacidade de realizar perfurações em 360°. Essa característica permite a perfuração tanto de furos descendentes quanto ascendentes, o que pode diminuir os custos de desenvolvimento de galerias, uma vez que, a partir de uma única galeria é possível cobrir uma área muito maior. Contudo a melhor eficiência em perfurações em leque é alcançada justamente quando é possível realizar um maior número de perfurações paralelas e verticais.

As perfurações em leque residem em plano definido por um azimute e um ângulo de mergulho, análogo a notação de uma falha geológica. Nesse plano as perfurações são irradiadas, a partir de um ou mais pontos de pivô, em intervalos angulares distintos os quais permitem que os furos estejam a intervalos de distância constantes quando os mesmos encontrem o limite planejado da câmara como pode ser observado na

Figura 6. Pode haver um único plano de leques como é o caso do *Sublevel Caving*: no qual todos os leques residem no mesmo plano, sendo este a direção de avanço da subsidência. Ou pode haver diversos planos de orientação para os leques como é o caso de grandes operações de *Open Stope* ou *Block Caving*, (Onederra & Chitombo, 2007).



Fonte: Adaptado de LIU, 2010.

Segundo Onederra & Chitombo (2007) existem três principais metodologias para definir o espaçamento de fundo em perfurações em leque, são elas:

Metodologi JKMRC-O *spacing* é definido como a distância ortogonal a partir do fundo da perfuração (ponto de encontro com o perímetro planejado da câmara) até a perfuração seguinte. A metodologia JKMRC tende a diminuir a concentração de carga no fundo dos furos, nos casos que a perfuração encontra o limite da câmara com ângulos pequenos.

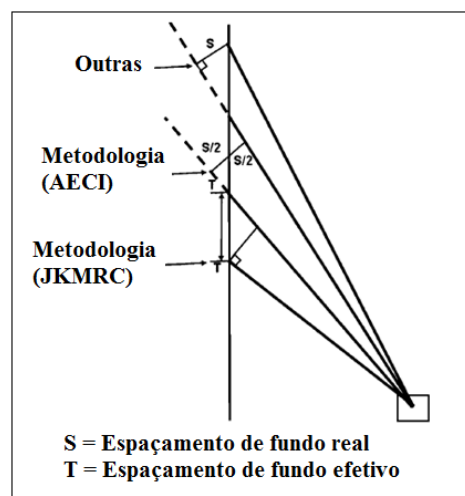
Metodologia AECI - O *spacing* é definido como a distância ortogonal a partir da continuação do furo até a perfuração seguinte, sendo que a bissetriz do *spacing* intercepta o perímetro planejada câmara. A metodologia AECI tende a gerar concentrações de carga mais uniformes no fundo dos furos, independentemente do ângulo em que as perfurações encontram o limite da câmara, como o *spacing* é repartido em sua bissetriz ocorre uma compensação quando as perfurações interceptam o perímetro da câmara formando em um ângulo pequeno.

Outras Metodologias - O *spacing* é definido como a distância ortogonal a partir da continuação do furo até a perfuração seguinte. Essas metodologias tendem a gerar maiores

concentrações de carga no fundo dos furos, quando os mesmos interceptam perímetro da câmara com ângulos pequenos, sendo exatamente contrário da metodologia JKMRC.

Ressaltasse que as metodologias diferem principalmente no caso extremo das perfurações em leque, o qual seria: perfurações que encontram o limite da câmara com ângulos muito próximos a do perímetro planejado, as três técnicas apresentaram praticamente o mesmo desenho caso as perfurações interceptem o perímetro com ângulos próximos de 90°. As três metodologias são descritas na Figura 7, sendo a (AECI) a mais utilizada.

Figura 7 - Metodologias de cálculo para o espaçamento em perfurações em leque.



Fonte: Modificada de ONEDERRA, 2007.

O posicionamento inicial, a inclinação e a desvio das perfurações são os condicionantes principais para obter bons resultados nas operações de desmonte com perfurações em leques. Para aumentar as chances de sucesso deve se evitar perfurar furos com mais de 25m, sem a utilização de sistemas de orientação e acessórios especiais (Jimeno, 2003).

2.2.3. Malha de perfuração

A malha de perfuração ideal deve ser alcançada a partir da avaliação da necessidade de fragmentação e da razão de carga aceitável, diferentes combinações de diâmetros mostrarão qual a melhor relação entre malha de projeto ideal e a malha operacional, a Tabela 1; **Error! No se encuentra**

el origen de la referencia. mostra um resumo das malhas de perfuração e o tipo de explosivo utilizado em diversas minas do Canada. (Holmberg, 2001).

Tabela 1 - Variáveis dos planos de fogo de minas canadenses que utilizam método sublevel stope e open stopes.

Mina	Explosivo	Diâmetro (mm)	Malha B(m)x S(m)	S/B
Agnico-Eagle	ANFO	100	2.1 x 2.1	1
Barrick,Bousquet	AMEX	100	2.4 x 2.5	1
Barrick, Holt-McDermott	ANFO e	54	1.0 x 2.5	2.5
	Waterngel	76	2.2 x 2.25	1.2
Boliden, Westmin	80% ANFO	76	2.2 x 2.4	1.1
	20% Emulsão	89	2.5 x 3.2	1.3
		64	1.8 x 2.3	1.3
Cambior, Langois	ANFO	115	1.8 x 2.2	1.2
	ANFO	63	1.2 x 1.2	1
Cominco, Polarias	ANFO	76	2.2 x 2.2	1
	ANFO	89	2.6 x 2.6	1
Falconbridge, Fraser	ANFO	100	2.4 x 2.4	1
Falcon bridge,Lockerby	Waterngel	76	1.2 x 4.2	3.5
	ANFO	115	3.0 x 3.0	1
Hudson Bay, Ruttan	Nillte, Lorite	114 & 92	2.4 x 3.0	1.3
	Tovan	76	2.0 x 2.0	1
Hudson Bay, Trout Lake	ANFO & Iremite	76	2.0 x 2.5	1.3
Inco, Copper Cliff North	ANFO	89	2.4 x 2.7	1.1
Inco, Copper Cliff South	Numex & Emulsão	165	3.0 x 3.0	1
Inco, Stoble		165	3.0 x 3.0	1
Niobec	ANFO & Tovan	165	4.0 x 4.9	1.2
Noranda, Brunswick	Slurry &	115	3.0 x 4.0	1.3
	Emulsão	130	3.0 x 3.0	1
Noranda, Gaspé	ANFO & Tovan	115	3.0 x 3.0	1
Noranda, Heath Steele	Emulsão &	76	1.8 x 2.4	1.3
	Tovex	64	1.5 x 2.1	1.4
Richmont, Francouer	ANFO	50	1.2 X 1.2	1
Teck-Corona, David Bell	ANFO & Emulsão	76	2.0 x 2.0	1

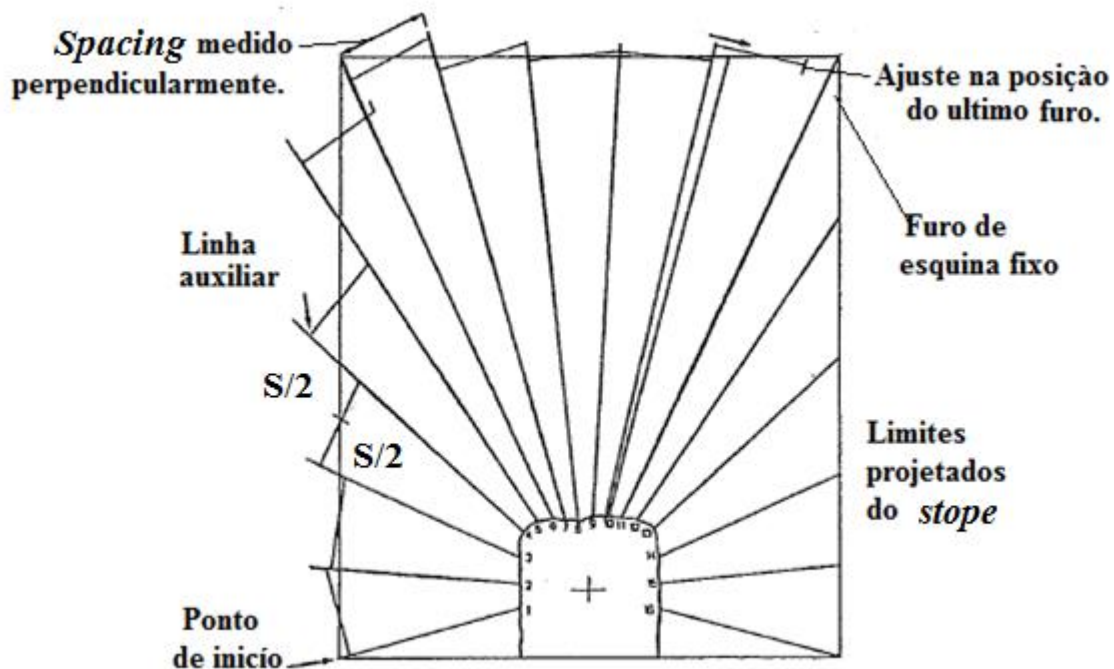
Fonte: *Canadian Mining Journal* 2000 Aput Holmberg et al 2001.

De acordo com Sen (1995) os furos individuais são distribuídos em uma área utilizando simples regras geométricas, a distância entre furos adjacentes em um mesmo leque é pré-definida, e mede-se perpendicularmente entre o fundo dos furos sucessivos, sendo que a bissetriz do espaçamento deve passar pelo limite definido da câmara tal como descrito na Figura 8.

A distribuição dos furos deve começar pelo pré-posicionamento de furos em posições críticas normalmente nas esquinas, a partir destes pontos de referência se irradiam as perfurações restantes, obedecendo às regras definidas para o *spacing* operacional (Figura 8).

Villaescusa (2014) ressalta que: são necessários ajustes para que o número de furos interpolados entre as referências obedeça um *spacing* constante, e nesse caso permite-se variações de aproximadamente de 20%, para mais ou para menos.

Figura 8 - Metodologia AECI de *design* para as perfurações em um leque.

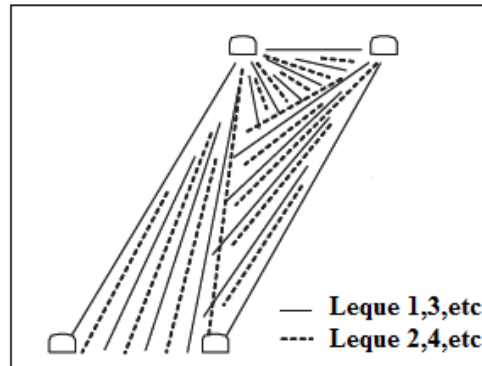


Fonte: Imagem modificada de SEN 1995.

Segundo Sen (1995) a malha de perfuração triangular produz uma distribuição muito mais uniforme da energia do explosivo, quando comparada com a malha quadrada, sendo que a melhor distribuição de energia é obtida quando a relação S/B se aproxima de 1,15, formando assim triângulos equiláteros de aresta igual a S .

De acordo com Villaescusa (2014) é muito difícil, alcançar uma distribuição de energia homogênea em padrões de perfurações em leque, de fato, o objetivo é garantir a distribuição de energia mais razoável possível, minimizando os metros perfurados e maximizando a fragmentação, a Figura 9 exemplifica um par de leques com perfuração triangular.

Figura 9 - Leques sucessivos com malha de perfuração triangular.

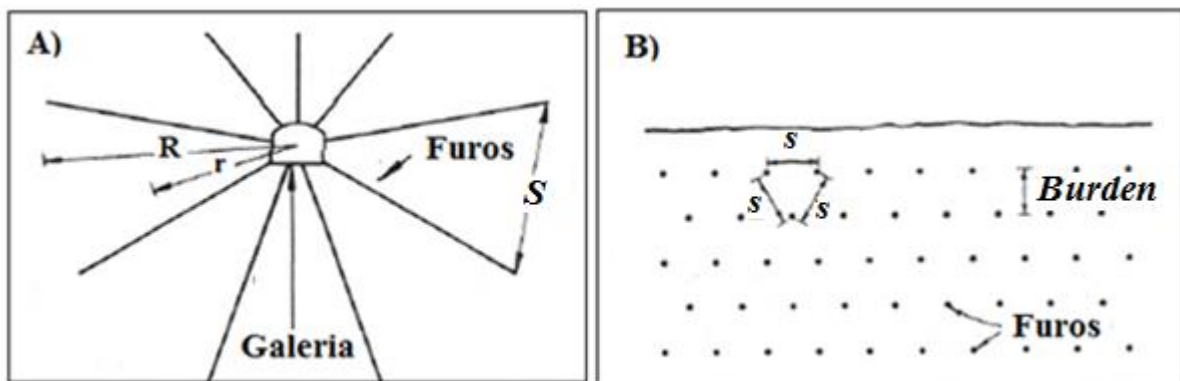


Fonte: Imagem modificada de VILASECUSA 2014.

No contexto da utilização de malhas de perfuração triangular em leques, Hagan (1988) propõem um novo esquema de perfurações que visa melhorar a distribuição de energia na área do leque perfurado, a técnica foi chamada de triângulos equiláteros reorientados.

A Figura 10 demonstra a técnica convencional de perfuração em leque na qual os furos irradiam de uma galeria, aumentando seu comprimento de r até R , no ponto máximo do comprimento das perfurações as mesmas assumem em uma malha formada de triângulos equiláteros de aresta E .

Figura 10 - A) Perfurações, demonstrando a variação de r - R ; B) Malha triangular convencional com triângulos equiláteros de aresta S .



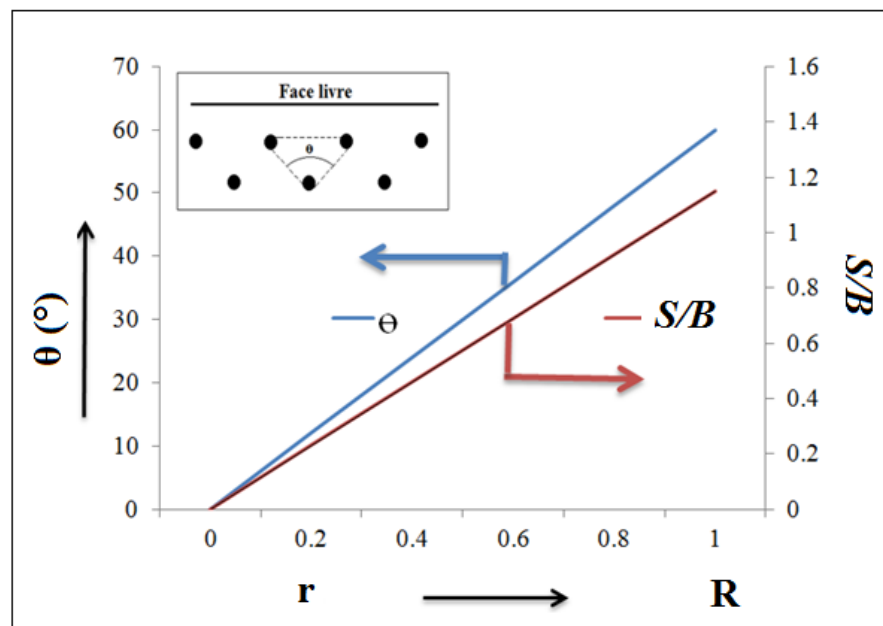
Fonte: Imagem modificada de HAGAN, 1988.

O método convencional de perfuração apresenta os seguintes inconvenientes:

- ✓ A distribuição de energia de um explosivo só é ótima dentro de um cilindro de rocha de raio “ r ”, conforme essa magnitude diminui o esquema se torna cada vez mais inadequado.
- ✓ Conforme as distâncias entre as cargas em um leque diminuem, existe a possibilidade que uma carga inicie, “dessensibilize” ou destrua o *burden* das cargas adjacentes, em qualquer dessas circunstâncias o rendimento do desmonte se vê prejudicado.

A relação entre o espaçamento e o afastamento (“ S/B ”) assim como o ângulo simétrico formado entre o furo e a face livre (“ θ ”), diminuem à medida que se aproxima do ponto de emboque das perfurações, “ r ” decresce desde “ R ”, ou seja, próximo da galeria da qual partiram os furos, o *spacing* assume pequenas dimensões devido à inclinação dos furos, e como o *burden* é invariável, a relação S/B diminui, esta diminuição resulta em uma menor energia liberada, perdas e energéticas na forma de vibração, projeção, e uma conseqüente pior distribuição da energia do explosivo. A Figura 11 exemplifica a variação da relação (“ S/B ”) e do ângulo (“ θ ”) à medida que se move sobre o comprimento dos furos.

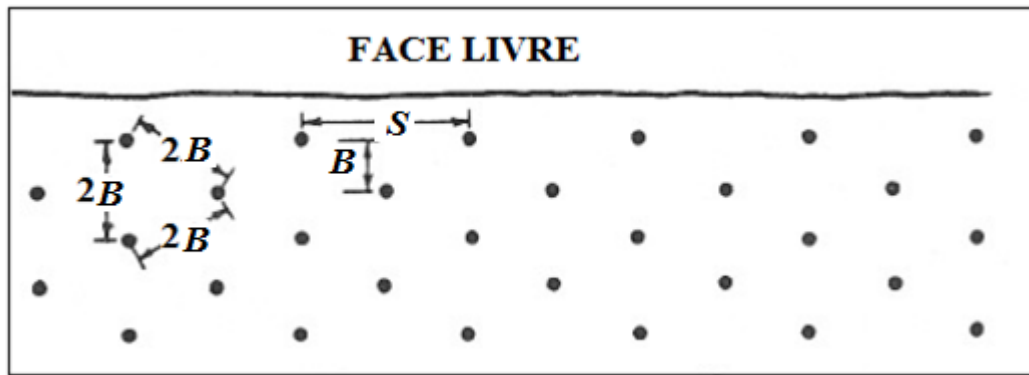
Figura 11 - Gráfico dos valores de " θ " e " r ", para diferentes relações de " S/B ", na zona próxima ao emboque do furo.



Fonte: Imagem modificada de HAGAN, 1988.

Mediante a uma rotação de 30° , nos triângulos equiláteros com respeito à linha de face livre, se obtém o esquema de perfuração da Figura 12 idealizado por Hagan (1988).

Figura 12 - Malha de triângulos reorientados.



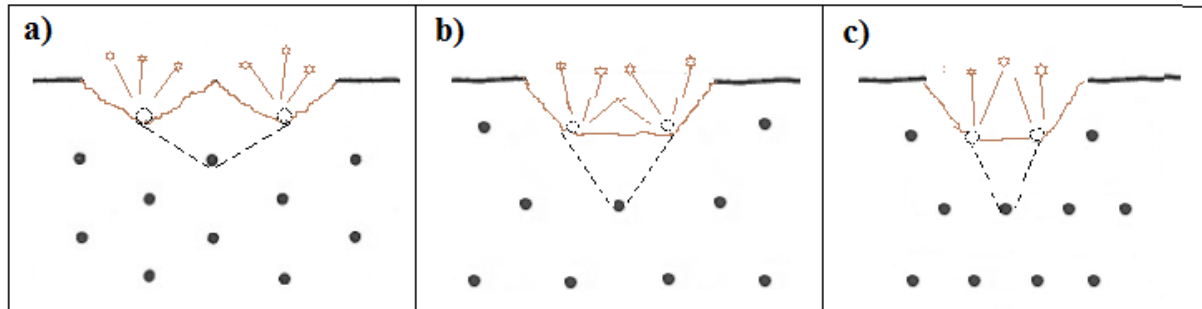
Fonte: Imagem modificada de HAGAN, 1988.

Esse esquema apresenta relação de S/B aproximadamente de 3,46, no fundo dos furos, com as seguintes vantagens:

- ✓ Para qualquer valor de “ r ” a distância mínima entre as cargas é maior para uma dada relação de “ S/B ”, por isto a probabilidade de uma carga iniciar as cargas adjacentes diminui.
- ✓ Para os esquemas reorientados a distância mínima entre as cargas que se refere a leques adjacentes cumpre $R > r > 0.3R$ ou dentro do mesmo leque como acontece nos esquemas convencionais, se $r < 0.3R$ quando a relação S/B é inferior a 1,0 a capacidade de uma carga iniciar ou danificar as adjacentes aumenta de forma muito drástica.
- ✓ Quando a relação “ S/B ” na parte do pé é maior que 2,4, parte do material é fragmentado por secções de cargas que expandem contra frentes bi planares côncavas equilibradas. Conforme S/B aumenta de 2,4 até 4.0 a porcentagem de material fragmentada pelo mecanismo anterior aumenta desde 0 a 64% isto só ocorre com os esquemas reorientados.
- ✓ Conforme “ r ”, diminui as perfurações se desviam de seu esquema reorientado, mas passam por meio de um esquema convencional triangular equilátero sobre uma superfície cilíndrica tendo um raio $r = 0.3R$.

A Figura 13, mostra a variação da relação entre espaçamento e afastamento, em relação à geometria da face livre.

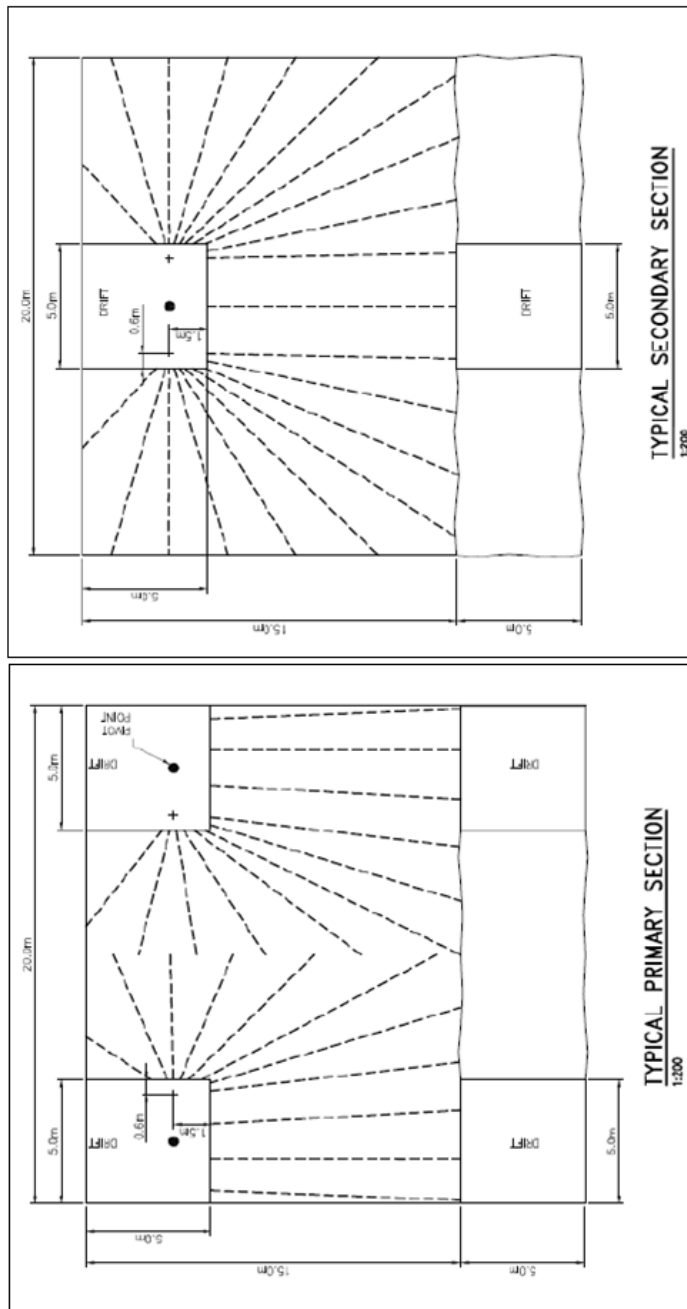
Figura 13 - Distintas relações S/B: a) $S/B \geq 2.4$; b) $S/B = 1.15$; c) $S/B < 1$.



Fonte: Elaborada pelo autor.

No método câmaras transversais Figura 14, tal qual foi aplicado na mina *Arenal Deeps*, as galerias de acesso por meio das quais se realizava a perfuração, serviriam de acesso de carregamento para a câmara superior uma vez que a câmara inferior estivesse preenchida com rocha estéril. (Barber et al, 2010).

Figura 14 - Planos preliminares, demonstrando furos ascendentes nas laterais das galerias



PRELIMINARY
NOT FOR CONSTRUCTION

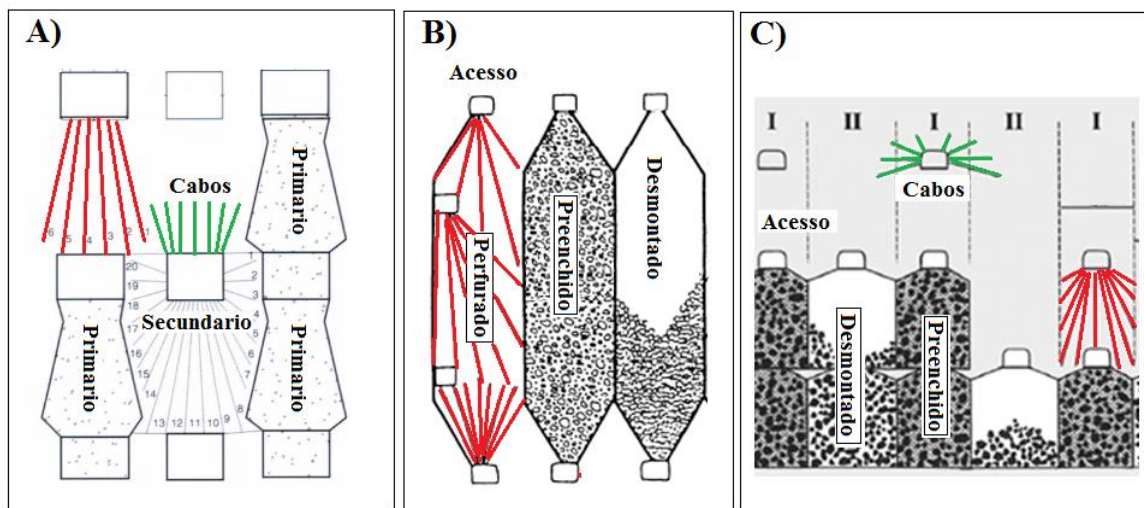
APPROVED FOR _____		OROSUR MINING INC.		ameco	
CLIENT PM	DET MGR	PROJ MGR	AREA	MINERA SAN GREGORIO ARENAL DEB'S	
PROJECT PHASE			SUBJECT		
FEASIBILITY STUDY			MINING METHOD		
PROJECT NO. 154689			TRANSVERSE STOPPING		
ACTIVITY NO.			PRIMARY & SECONDARY		
SCALE AS NOTED			PRODUCTION SECTIONS		
BY	CHK	APP	CLIENT DWG. NO.	DRAWING NO.	REV.
JAS	JRS	JRS	B-164689-20-K-0602	B-164689-20-K-0602	A

Fonte: Imagem modificada do estudo de pré-viabilidade LORYSER. (2010).

Logo os cortes finais das paredes das câmaras inferiores deveriam ser tais que permitissem o carregamento do material com segurança. Fellows (2001) demonstra que a mina *Key Stone* (USA), utiliza somente perfuração descendente, nas câmaras primárias, evitando ultrapassar os limites inferiores da galeria de acesso, provavelmente para preservar o contorno das mesmas após a abertura da câmara.

Hamrin (1992) determina uma forma similar de perfuração para câmaras transversais na qual o contorno da galeria original é mantido, e por último Fischor (2004), exemplifica uma sequência de lavra do método câmaras transversais, na mina *Kemi* (Finlândia), na qual também se excluíram os furos ascendentes mantendo a forma original da galeria após o evento de desmonte. A Figura 15 mostra a disposição das perfurações de acordo com os três autores citados.

Figura 15 - A) Perfurações mina *Key Stone*; B) Exemplo de Perfurações; C) Perfurações Mina *Kemi*.



Fonte: Imagens modificadas de: A) FELLOWS, 2001; B) HAMRIN, 1992; C) FISCHOR 2004.

2.3. Desmonte em linhas de perfuração em leque

De acordo com Villaescusa (2014) nos esquemas de perfuração em leque a metodologia de carregamento de explosivos é significativamente mais complexa do que as condições encontradas em perfurações paralelas.

O fator de carga de um desmonte tradicional é a divisão da quantidade de explosivo pelo volume ou a massa em toneladas de material a serem desmontados, os desmontes com perfuração

em leque são eventos dinâmicos, nos quais a definição básica de fator de carga tem limitada aplicação. O fator de carga depende dos seguintes fatores:

- ✓ Quantidade total de metros perfurados.
- ✓ Diâmetro dos furos.
- ✓ Tipo de explosivo.
- ✓ Método de carregamento dos explosivos (derramado ou injetado).
- ✓ A quantidade de metros carregados.
- ✓ O volume a ser desmontado.

O fator de carga, também, depende do estágio da detonação da câmara, aberturas pioneiras exigiram maiores concentrações de carga para garantir o arrancamento do material, quando comparadas com o fator de carga das linhas que já possuem face livre plena.

Segundo Onderra & Chitombo (2007) a distribuição das cargas explosivas no volume a ser desmontado é considerada crítica, e deve garantir a fragmentação da rocha especialmente nas extremidades da câmara (fundo dos furos). Para tal recomenda-se aumentar a densidade dos explosivos utilizados nas zonas extremas e reduzir a densidade do explosivo na zona próxima a emboque dos furos.

A - Fatores de carga e rocha de minas canadenses que utilizam método sublevel stope e open stopes. Tabela 2 mostra os dados relativos ao desmonte de rocha em diversas minas subterrâneas do Canadá que utilizam o método *Sublevel Stope* e *Open Stope*.

Tabela 2 - Fatores de carga e rocha de minas canadenses que utilizam método sublevel stope e open stopes.

Mina	Explosivo	Rocha Hospedeira	RC kg/t
Agnico-Eagle	ANFO	Vulcânica félsica	0.7
Barrick, Bousquet	AMEX	Dacito e Riólito	0.5
Barrick, Holt-McDermott	ANFO e Waterngel	Basalto	0.4
Cambior, Bouchard-Helbert	AMEX	Rochas Piroclásticas/Riólito	0.35
Falconbridge, Fraser	ANFO	Granito Gnaiss Norito	0.9
Hudson Bay, Trout Lake	ANFO & Emulsão Iremite	Quartzo Pórfiro	0.3
Inco, Copper Cliff North	ANFO Canamex 550	Diorito Quartzoso	0.6-0.8
Inco, Copper Cliff South	Numex & Canamex 550	Diorito Quartzoso	0.75
Richmont, Francouer	ANFO	Vulcânica	0.9
Teck-Corona, David Bell	ANFO & Emulsão	Metasedimentos metavulcânicas	e 0.95

Fonte: *Canadian Mining Journal* 2000 Aput Holmberg et al 2001"

Utilizando outra abordagem Sen (1995), apresenta a **!Error! No se encuentra el origen de la referencia.** com valores de razão de carga para diferentes tipos de rocha, em relação ao volume e não a toneladas, tendo em vista a variação de densidade das diversas rochas.

Tabela 3 - Razão de carga volumétrica para uso em perfurações em leque

Tipo de rocha	RC (kg/m ³)
Quartzito	0,4-0,8
Xisto	0,5-0,7
Basalto	0,7-0,9
Granito	0,7-0,9
Hematita	0,9-1,1

Fonte: Modificada de Sen, 1995.

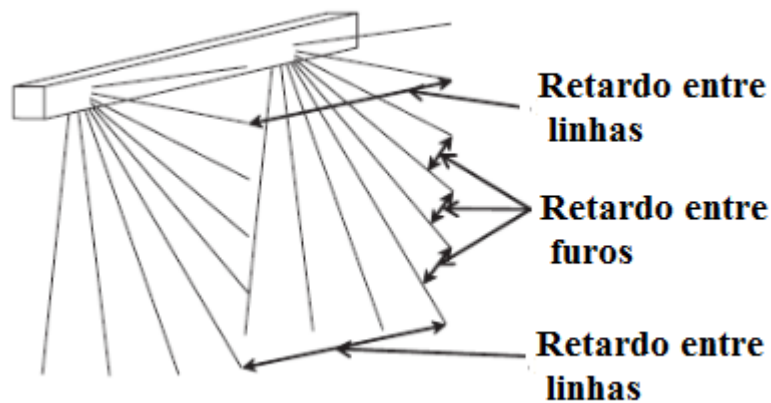
2.3.1. Temporização

De acordo com Ollofsson (1989) desmontes em bancadas normalmente utilizam retardos de curta duração, sendo que a sequência de detonação deve garantir que cada furo possua face livre para expandir, o retardo entre furos de uma mesma linha (F-F) e entre linhas (L-L) deve ser longo o suficiente para criar espaço para o material detonado na sequência expandir.

Se o retardo entre linhas é muito curto o material fragmentado das últimas linhas tende a se projetar verticalmente, em vez de horizontalmente, por outro lado retardos muito longos podem causar ultra-lançamentos, concussões de ar e maticos, uma vez que a proteção gerada pela movimentação de material em suspensão das linhas anteriores desaparece devido aos retardos longos, de fato esse tipo de detonação pode ser comparado com a detonação de linhas em eventos diferentes.

Em detonações de leques é possível não somente prover uma face livre para um determinado furo, na direção do afastamento, mas também na direção do espaçamento entre furos de um mesmo leque. A Figura 16 mostra o conceito de retardos entre leques e intra-leque, normalmente o retardo intra-leque deve ser minimizado para aperfeiçoar a fragmentação (Villaescusa, 2014).

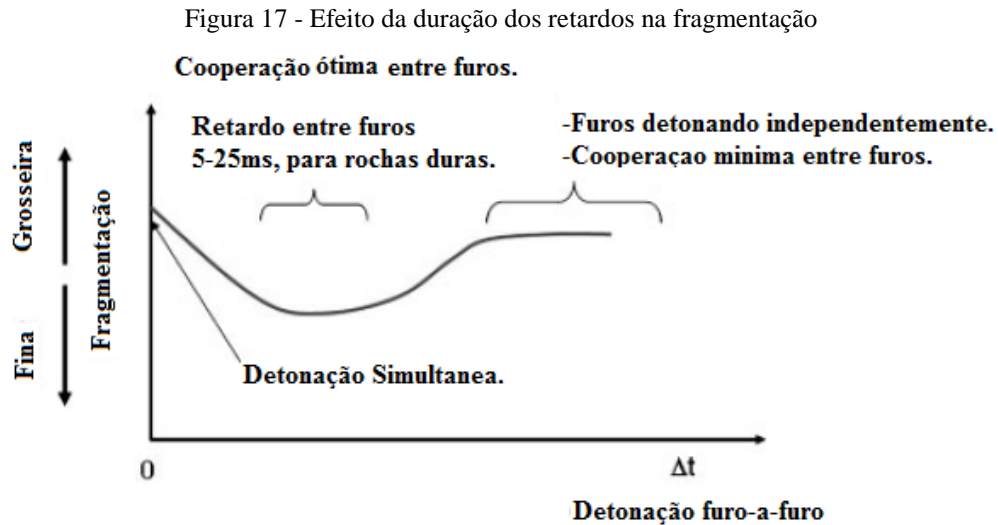
Figura 16 - Retardos entre furos e entre leques.



Fonte: Imagem modificada de VILLAESCUSA, 2014.

Segundo Onederra & Chitombo (2007), há pouca informação a respeito do cálculo de melhor tempo entre furos para desmontes subterrâneos em leque. As regras gerais publicadas assumem intervalos de 3-15ms/m de *burden* entre furos e < 5ms/m de *spacing*, baseando se no tempo de cooperação entre cargas adjacentes e seu efeito potencial na fragmentação, a Figura 17 demonstra

que: quando o tempo entre as cargas se aproxima de zero ou ultrapassa muito os 25ms. A fragmentação tende a tornar-se grosseira.



Fonte: Imagem modificada de ONEDERRA & CHITOMBO, 2007.

Por outro lado, Villaescusa (2014) recomenda um intervalo de no mínimo 20 milissegundos por metro de *burden* entre leques, porém esse tempo deve ser ligeiramente aumentado quando se pretende detonar mais do que três leques de uma vez.

Holemberg & Hustrulid (2001) reforçam a ideia de utilizar retardos de curta duração, e atentam para a necessidade dos mesmos, para evitar altas concentrações de carga por instante, as quais provocam vibrações excessivas.

Contrariando o consenso geral dos principais autores, é possível encontrar minas que utilizam retardos LP (*Long Period*) de longa duração em suas perfurações em leque, mesmo não havendo motivação teórica para tal, como é o caso da mina *Key Stone* (USA) descrito por Fellows (2001).

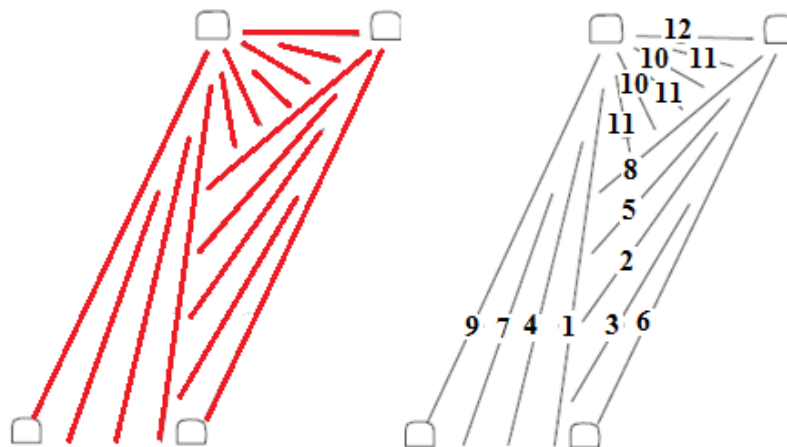
Durante os desmontes, nos quais as perfurações se encontram extremamente agrupadas, deve se utilizar pequenos intervalos de tempo entre as cargas para evitar: a destruição do explosivo das cargas adjacentes e ou a dessensibilização dos mesmos (*dead pressing*- Esmagamento dos poros dos prills de nitrato de amônio sob efeito de uma onda de choque, aumentando assim a densidade do explosivo e inibindo a continuidade da reação explosiva), (M. Finkel et al, 2001) e (Holmberg & Hustrulid, 2001).

Segundo Villaescusa (2014) o tempo total da detonação, também, deve ser minimizado, considerando que quanto maior o tempo de permanência de uma carga ainda não detonada, em meio ao evento de detonação, maiores são as probabilidades de: cortes de iniciação, esmagamento de furos devido ao deslocamento do maciço, dessensibilização do explosivo ou detonação simpatética dos mesmos, sendo que todos os citados geram ineficiências na detonação.

A sequência de detonação dos furos de um leque, quando os mesmos já possuem face livre plena, é regida pela disposição dos furos e seus comprimentos. Normalmente opta-se por detonar os furos centrais primeiro, e seguir em direção aos limites laterais da câmara, é preferível detonar os furos mais longos primeiro, da mesma forma que furos concorrentes devem ser iniciados juntos ou com pouca diferença de retardo (Villaescusa, 2014).

De acordo com Roy (1999) é aconselhável iniciar uma detonação com dois ou três furos de mesmo retardo, sendo assim essa quantidade de explosivos gerará suficiente energia para os primeiros estágios da fragmentação sustentando uma movimentação inicial do material e facilitando a criação de faces livres para as subseqüentes cargas, a Figura 18 mostra uma seqüência de detonação de um leque.

Figura 18 - Sequência típica de detonação de um leque.



Fonte: Imagem modificada de VILASECUSA, 2014.

Para atingir os tempos de retardos requeridos para a prática de desmontes em leque, normalmente se utilizam detonadores do tipo *shock tube*, os quais possuem um desvio no tempo nominal que pode trazer complicações em grandes detonações, esses desvios podem variar de 1% a

4% do tempo nominal, dependendo da qualidade do produto. Os erros ocorrem por deficiências produtivas ou mesmo pela natureza imprecisa do processo de queima dos agentes químicos que geram o tempo de retardo dentro do detonador.

Quando os desvios são significantes, a sequência de detonação pode tornar-se errática resultando em vibrações excessivas, ultra lançamentos e geração de blocos. (Roy, 1999).

Segundo Cunningham (2000) à medida que o evento de detonação avança no tempo, a precisão dos retardos diminui devido ao efeito acumulativo dos desvios nos tempos nominais.

No caso da utilização de detonadores *shock tube* de duplo retardo (superfície - fundo), como é o usual em operações a céu aberto, é importante notar que: os retardos de superfície estão sujeitos a pequenas variações (+-10ms) já que possuem tempos nominais abaixo de 100ms, porem os retardos de fundo que possuem tempos mais longos entre 300-500ms, e estão sujeitos a variações maiores (+-30 - 50ms), as quais se transmitiram ao sistema, tornando-se assim a mínima variação.

Nesse contexto Villaescusa (2014) recomenda que os retardos entre linhas sejam determinados considerando a variação no tempo nominal desses detonadores para evitar detonações fora de sequência. Holmberg & Hustrulid (2001) ressaltam que a utilização de retardos intra-furo em perfurações em leque demanda um estoque dos mesmos em distintos comprimentos e com diferentes tempos, o que pode tornar-se complicado do ponto de vista logístico.

2.3.2. Desmontes massivos

De acordo com Haycocks (1992) o *Sublevel Stopping* é um método de lavra de grandes volumes, logo é essencial que se pratiquem desmontes de grandes dimensões para manter um ritmo acelerado de produção.

Liu (2013) explica, que a aplicação dos conceitos de desmontes massivos em leques de perfurações, geralmente eleva a qualidade das operações de mina a um novo patamar, contudo requer um trabalho cuidadoso de engenharia no tocante à perfuração, desmonte e planejamento, assim como despande disciplina na execução dos planos pela equipe de operações de mina.

Villaescusa (2014) ressalta que para garantir o sucesso da técnica de desmontes massivos, variantes como: vibração, danos à rocha devido ao super-confinamento, desvios nos tempos de retardo, geometria da detonação e estruturas geológicas importantes, devem ser cuidadosamente consideradas.

Guilfoyle & Bradford (1982) listam as vantagens das detonações massivas:

- ✓ As equipes de carregamento de explosivos estão mais seguras quando não necessitam entrar constantemente em zonas recém detonadas.
- ✓ Melhoras na fragmentação resultante da cooperação entre as cargas e da cominuição autógena do material detonado durante a projeção.
- ✓ Sendo necessários menos eventos de detonação, os deslocamentos tardios de material das bancadas são reduzidos.
- ✓ Grandes estruturas geológicas podem ser incluídas em uma única detonação evitando deslocamentos no maciço e a potencial perda de furos.
- ✓ Após grandes detonações as paredes das câmaras são parcialmente suportadas pelo material desmontado, até 75% da câmara pode estar preenchida.
- ✓ Um número menor de eventos de detonação, tem uma probabilidade menor de afetar os serviços e infraestrutura nas cercanias das câmaras.
- ✓ Grandes quantidades de material desmontado permitem a manutenção de um alto ritmo de produção nas zonas de carregamento.

Da mesma forma, Guilfoyle & Bradford (1982) ressaltam as desvantagens da técnica:

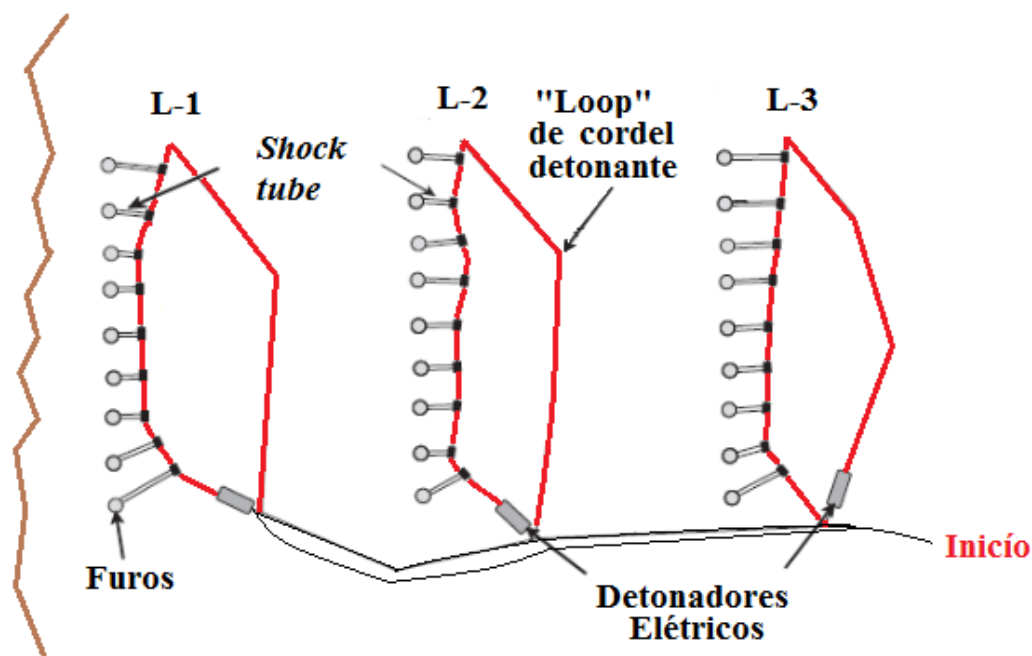
- ✓ Se ocorrer um corte de iniciação em alguma parte da detonação pode ser muito difícil entrar na área novamente.
- ✓ Desmontes massivos criam grandes variações na geometria das câmaras muito repentinamente o que redistribuí as tensões em volta da mesma, causando “estalar” de rocha e possíveis deslocamentos o que pode atrasar a produção.
- ✓ Problemas que ocorram nos primeiros estágios da iniciação, podem “congelar” toda a detonação, deixando o material fraturado porem coeso.

Ciclos mais longos de desmonte significam fluidez na lavra, permitindo as operações de mina produzir mais toneladas com menos intervenções na mesma câmara. O número de detonações só é limitado pelo volume de alívio disponível, sendo que uma câmara de 40000t, por exemplo, pode ser

desmontada em um único evento, se a condição de volume de alívio mínimo for atendida, esses são os chamados “*One shot Stopes*” (Liu, 2007).

De acordo com Villaescusa (2014) a realização de detonações massivas esbarra na limitação de tempos de retardo disponíveis, logo para aumentar o número de retardos possíveis em uma detonação massiva, é possível usar esquemas de retardo por troncais de cordel detonante, tal como descrito na Figura 19. Da mesma forma é importante que todos os retardos de superfície estejam iniciados antes que o primeiro furo detone para evitar cortes de iniciação.

Figura 19 - Plano de retardos conceitual básico, utilizado na mina *Mount Isa Mines* Austrália



Fonte: Imagem modificada de VILASECUSA, 2014.

Desmontes em leque são muito propícios a cortes de iniciação (*misfires*) principalmente na região próxima ao emboque, onde os furos estão muito próximos (Holmberg & Hustrulid 2001).

Quanto à sequência de detonação: é recomendável detonar os furos mais longos das linhas por primeiro, para maximizar o volume inicial de alívio para os subsequentes furos. Também é importante aumentar os retardos para pelo menos 15-20ms por metro de afastamento. Dada a dimensão dos desmontes é prudente “aliviar” a sequência de projeção do material, em casos que

exista mudança na direção de projeção dos fragmentos, o tempo deve ser ainda maior na faixa dos 100 - 200ms por metro de afastamento (Villaescusa 2014).

A maximização da utilização do volume de alívio para desmontes massivos é o alvo dos estudos de Liu (2007), o autor ressalta que qualquer rocha fragmentada ocupa mais espaço do que quando é parte de um maciço em seu estado natural, logo define se que fator de empolamento é dado pela formula (3):

$$FE = \frac{V.final - V.Inicial}{V_o} \% \quad (3)$$

O fator de alívio disponível é dado pela formula (4):

$$FA = \frac{V.alivio}{V.inicial} \% \quad (4)$$

De acordo com Sen (1995) quando se pretende detonar uma massa de rocha em um ambiente confiando, é recomendável pelo menos um volume de alívio de 30% do volume do material a ser detonado, para atingir uma boa fragmentação.

Iqbal (2013) concluiu a partir de seus estudos em escala, que desmontes em ambientes extremamente confinados resultam em uma fragmentação grosseira, comparada com desmontes que possuem face livre total, já que nestes casos 100% das ondas de choque são refletidas na face livre.

Liu, (2007) exemplifica mais detalhadamente com a Tabela 4, os resultados de detonações com distintos volumes de alívio disponíveis.

Tabela 4 - Fator de alívio em detonações e suas consequências nos resultados.

Fator de alívio	Natureza da rocha	Descrição e comentários
1%-5%	Rocha Fraturada	A integralidade do maciço é perdida porem a rocha ainda é estável, se a gravidade não a estiver puxando verticalmente.
5%-15%	Rocha fraturada, mas o maciço está "Congelado"	A massa rochosa está "Congelada" e não flui livremente.
15%-25%	Pilha de rocha fraturada com dificuldades de escoamento	A pilha de material pode fluir livremente, porem algumas partes podem apresentar embricamento, que necessite detonação secundaria.
25%-35%	Pilha de rocha fragmentada, com escoamento livre, repousando em seu ângulo natural.	A rocha fragmentada, está completamente livre para escoar em seu ângulo natural de repouso
35%-50%	Rocha extremamente fragmentada, como as encontradas em caminhões e " <i>Ore passes</i> "	Material com boa fragmentação apropriado para o carregamento de caminhões e transpasso de minério,

Fonte: LIU, 2013.

2.4. Dados de vibração como ferramenta na avaliação da eficiência do desmonte.

Segundo Worsley (2001) as vibrações em solo são causadas pela rápida descarga de energia do explosivo, e manifestam se como a resposta do meio a essa inserção repentina de energia.

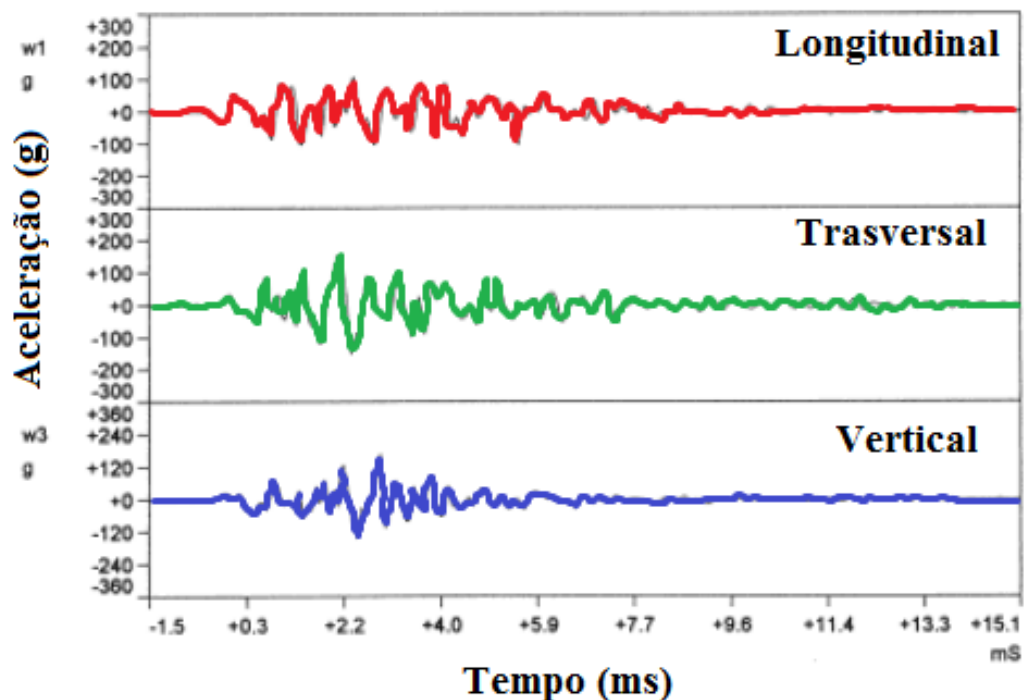
O confinamento do explosivo permite que essa descarga de energia perdure por mais tempo gerando maiores pulsos de vibração, nos quais seguramente predominaram frequências mais baixas, muitas vezes, o excesso de energia dispersada na forma de vibração pode significar menos energia para o processo de fragmentação, gerando deficiências no mesmo.

De acordo com Konya (1995) os dados sismográficos são extremamente úteis, não somente para determinar os valores máximos de velocidade de partícula, mas também para auxiliar na compreensão dos eventos de detonação, permitindo que o engenheiro de desmonte aperfeiçoe o controle de vibração assim como a fragmentação desejada.

Nesse contexto Mohanty & Yang, (1997) esclarecem que uso de medidas de pico de velocidade de partícula (PPV), tem encontrado grande aceitação na indústria de explosivos. Inicialmente a técnica era utilizada especificamente para a adequação dos desmontes as normas vigentes, visando minimizar danos a estruturas, já que diversas pesquisas claramente mostraram a correlação entre os danos a estruturas e a intensidade de pico da velocidade de partícula.

Segundo Dowding (1985) a passagem das ondas de vibração através do solo força o mesmo a movimentar se de maneira elíptica em três dimensões, para definir esse movimento, três componentes mutuamente perpendiculares são utilizados (Transversal, Longitudinal e Vertical) tal como é demonstrado na Figura 20.

Figura 20 - Típico gráfico de aceleração de partícula oriunda da detonação de um furo.



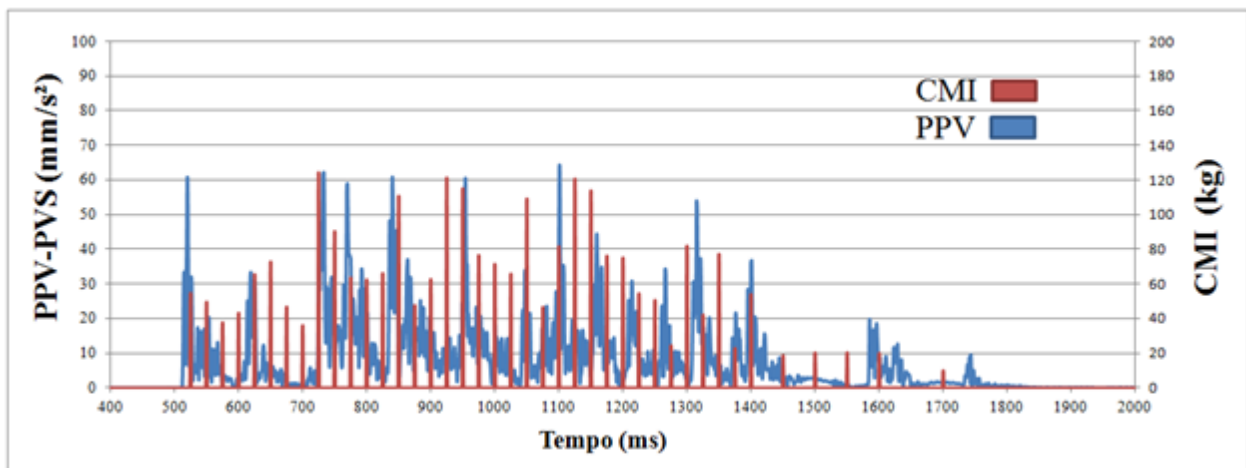
Fonte: Imagem modificada de. MOHANTY & YOUNG, 1997.

Outra medida comumente utilizada é a soma vetorial das componentes (PVS) que pode ser calculada por meio da formula:

$$PVS = \sqrt{Tras.^2 + Long.^2 + Vert.^2} \quad (5)$$

A soma vetorial representa a máxima velocidade de partícula em um dado instante, em uma direção qualquer que pode ser decomposta nas três componentes (T.L.V). A Figura 21, demonstra um gráfico de vibração utilizando a soma vetorial.

Figura 21 - Gráfico de intensidade de vibração PPV sobreposto as cargas por instantes.



Fonte: Imagem elaborada pelo autor.

Konya (1995) ressalta que em detonações não é a média de valores de pico de vibração que conta e sim o máximo valor atingido, logo todo o *design* de desmonte necessita ser direcionado para reduzir o pico máximo de velocidade de partícula.

De acordo com Mohanty & Yang, (1997) os monitoramentos sismográficos realizados próximos as detonações (*Near Field Vibration*) possibilitam uma maior resolução do evento de detonação. Cargas individuais podem ser discriminadas permitindo assim estimar com mais exatidão os danos gerados nas proximidades em cada instante do evento de desmonte. A seleção correta do equipamento de monitoramento é essencial, nesses casos acelerômetros de alta frequência são preferíveis em detrimento dos sismógrafos, devido principalmente a sua robustez, contudo a seleção cuidadosa do equipamento, somada a um carregamento criterioso dos explosivos, podem não ser suficientes para obter reprodutibilidade nos sinais das detonações em subterrâneo, dado a

complexidade desses ambientes, logo essas medidas devem ser consideradas em comparações qualitativas e não quantitativas.

As variações nos sinais registrados podem ser atribuídas à complexidade inerente da carga explosiva que é a fonte da vibração, quando a mesma é monitorada em proximidade. Variáveis como: a geometria das faces livres existentes, a criação de novas faces livres, comprimento e profundidade das cargas assim como variantes na geologia local, causam múltiplas refrações, reflexões e difrações das ondas, tornando a resultante praticamente imprevisível. Diferentemente do monitoramento *far field*, no qual as cargas podem ser consideradas esféricas, e o evento como um todo apresenta uma maior reprodutibilidade.

De acordo com Mohanty, Zwan & Malek (2013) existem diferenças significativas entre a intensidade de vibração esperada e a real medida, principalmente no que diz respeito à energia total liberada ao maciço, em medidas realizadas com vários acelerômetros posicionados ao redor de uma câmara estudada, considerando os desvios nos tempos nominais dos detonadores. Um terço dos furos liberaram menos energia do que a esperada na forma de vibração, as diferenças podem ser atribuídas a diversos fatores como, geologia local, técnicas deficientes de carregamento de explosivo e desvios na perfuração.

Segundo Persson, Holmberg & Lee (1993) a vibração oriunda de uma detonação pode ser reduzida por meio de adaptações na malha de perfuração, carregamento dos furos e sequência de iniciação, além desses fatores a intensidade da vibração depende de:

- ✓ Cooperação entre as cargas (acoplamento de onda)
- ✓ Condições de confinamento das cargas explosivas.
- ✓ Caracterização geomecânica da rocha.
- ✓ Distância entre a detonação e o ponto de monitoramento.
- ✓ Geologia local (Ex. Intercalações de distintas rochas ou falhas importantes).

Métodos práticos para reduzir a intensidade de vibração por meio da redução do efeito de cooperação entre as cargas são listados:

- ✓ Reduzir a quantidade de furos e o seu diâmetro.

- ✓ Utilizar “*Decks*”, em um mesmo furo, dividindo assim a coluna de explosivo em porções menores.
- ✓ Usar cargas desacopladas (cartuchos menores do que o diâmetro do furo).

No momento da detonação deve haver o menor confinamento possível, para tanto deve-se adotar o seguinte:

- ✓ Adotar uma sequência de iniciação que permita que os furos rompam contra o *burden* da maneira mais fácil possível.
- ✓ Adaptar o esquema de iniciação para que a quantidade de carga por instante seja reduzida, ou seja, utilizar mais intervalos de retardo, ajudando o processo natural de desvio no tempo nominal dos retardos (*Scattering*).

De acordo com Worsey (2001), a intensidade de vibração gerada por eventos de desmonte pode ser reduzida, assim como seus efeitos daninhos às estruturas, aumentando os intervalos de tempo entre as cargas.

Nesse contexto Liu, Tran, Fleury & Lessard (2000) recomendam aumentar os retardos entre furos que possuam grandes volumes de explosivo, e propõem a utilização de retardos maiores que 50ms entre furos com cargas superiores a 100kg.

Em experimento realizado na mina *Kidd Creed*, Canada, Bekkers, Hortin & Disley (2008) incrementaram o tempo entre furos de 10ms para 25ms, diminuindo os efeitos da vibração nos ventiladores da mina, situados a 200m de distância. As vibrações se mantiveram abaixo dos 25mm/s, em detonações com aproximadamente 3800 kg de explosivos, sendo que essa modificação não prejudicou a fragmentação a ponto de exigir detonações secundárias.

2.5. Utilização de sistemas de monitoramento de cavidades (*Scanner a laser*)

De acordo com Vilaescusa (2014) atualmente as minas que operam com o método de lavra baseado na criação de câmaras subterrâneas, utilizam sistemas de monitoramento de cavidades (SMC) para continuamente coletar dados e acompanhar as modificações nas geometrias finais dos

vazios, e para criar uma base de dados que permita uma modelagem precisa do ambiente subterrâneo após a extração dos volumes de minério.

Os métodos alternativos de mapeamento de cavidades subterrâneas tais como radar de alta penetração e métodos baseados em eletromagnetismo, possuem baixa resolução e não podem gerar desenhos detalhadas das cavidades, nesse sentido os *scanners* a laser são muito superiores. (Luo, Liu, Zhang, Luo, Li & Chang 2008).

Segundo Henning (2007) os SMC (Sistemas de Monitoramento de Cavidades) são programáveis e controláveis remotamente, os dados de saída do sistema podem ser convertidos em linhas 3D compostas de até 50,000 pontos no espaço.

Conforme Diakité (1998) os dados coletados pelo *scanner* a laser podem ser importados para o formato Auto Cad (.DWG ou .DXF), sendo que os mesmos são compatíveis com a maioria dos softwares de manipulação de sólidos 3D. A criação desses sólidos permite a comparação entre a linha teórica planejada da câmara, e o perímetro real obtido, possibilitando comparação de secções 2D entre o sólido planejado e o sólido real, permitindo a identificação de áreas onde ocorre diluição não programada, sub escavação (perda de reserva) assim como a obtenção da recuperação real e os possíveis colapsos de enchimento.

Henning (2007) esclarece que a grande vantagem dos SMC's é a possibilidade de obter o volume exato da cavidade, possibilitando a reconciliação do volume de material extraído, assim como a avaliação da eficiência do desmonte, contudo, alguns fatores podem prejudicar o desempenho dos escâneres, tais como:

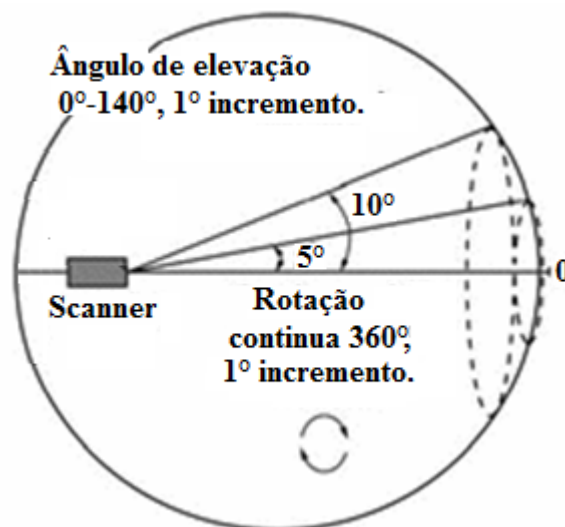
- ✓ Material remanescente na base das câmaras, ocultando o contorno final do piso.
- ✓ Erros topográficos na localização do sensor laser, a partir do qual as coordenadas de todos os pontos são calculadas.
- ✓ Pontos cegos na câmara, devido a geometrias complexas.
- ✓ Grandes distâncias além do alcance do laser, assim como poeira em suspensão.

Liu et al (2008) detalham o funcionamento dos escâneres a laser, tal como descrito na Figura 22, um medidor de distância a laser, de alta precisão é o que mede a cavidade em si, o sensor é

acoplado a uma plataforma que permite rotação em 360° no eixo “X”, e 280° no eixo “Y” (140° ascendente e 140° descendente).

O medidor laser coleta a distância entre o sensor e o perímetro da câmara, sabendo o incremento na inclinação da plataforma em ambos os eixos e conhecendo a coordenada do ponto central da plataforma, é possível determinar a posição espacial do ponto medido no perímetro do vazio, o *scanner* normalmente coleta dados a cada 1° de rotação no eixo “X”, para então incrementar o ângulo de elevação em 1° , e seguir medindo os demais pontos, essa configuração gera seções circulares de pontos que podem ser unidos por linhas, facilitando a montagem de um sólido em 3D pelo método das seções paralelas.

Figura 22 - Funcionamento do *scanner* a laser de cavidades.



Fonte: Imagem modificada de ZHOU-QUAN et al 2008.

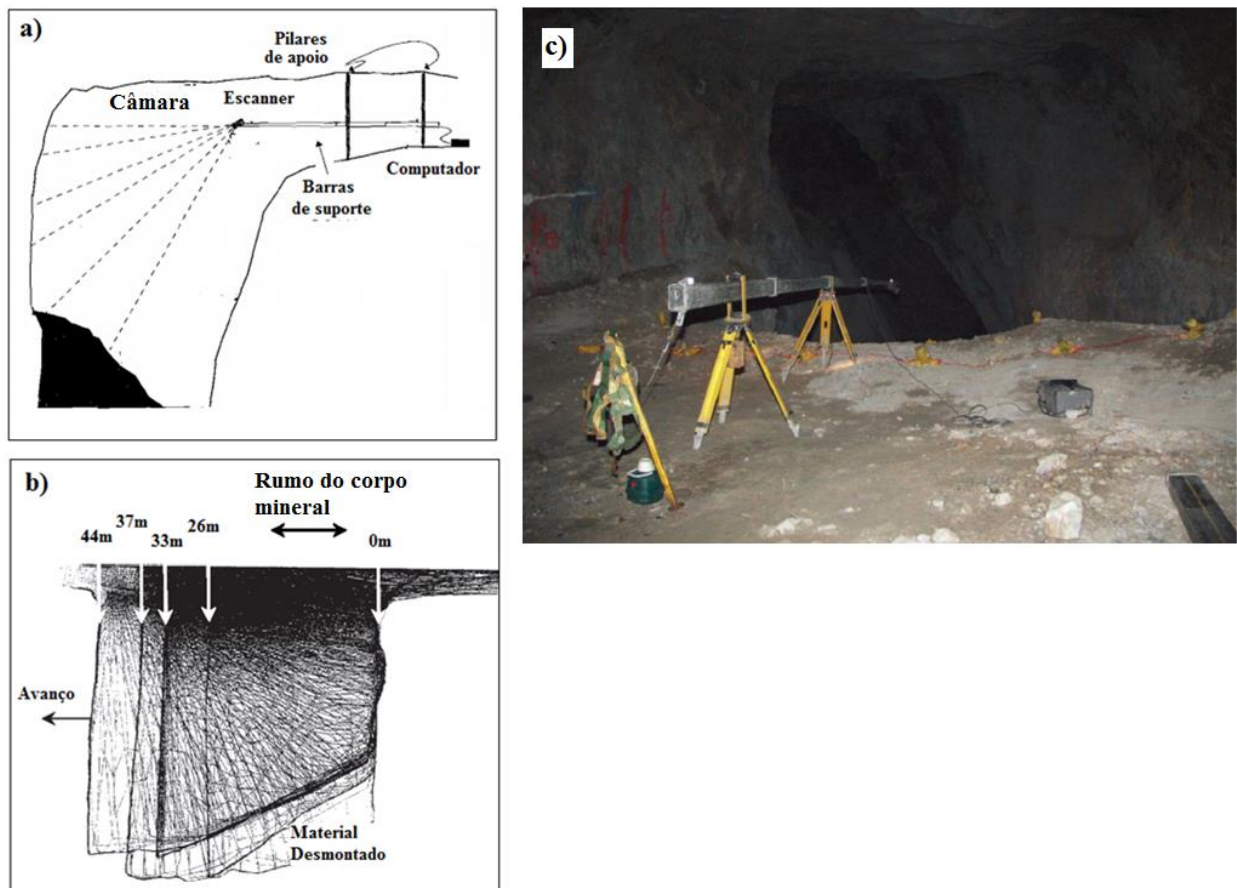
As modernas tecnologias de *scanner* de cavidades possibilitam a realização de medições precisas das câmaras assim como de galerias de desenvolvimento. A técnica supera o levantamento topográfico e a fotográfico devido a sua densidade e precisão nas medidas.

Os *scanners* são extremamente úteis para o monitoramento das paredes das câmaras quanto à deslocamentos ou desabamentos. Da mesma forma pode servir para avaliar os danos causados pelos desmontes nos tetos de galerias (Scoble, Lizotte, Paventi & Mohanty, 1997).

Vilasecusa (2014) esclarece que a segurança é sempre uma preocupação durante a coleta de dados com os *scanners* a laser, devido à necessidade de locação do equipamento muito próximo ao corte final da câmara, para assim garantir o maior alcance possível do laser, como mostra a Figura 23.

Segundo Diakitê (1998) o acesso de funcionários à parte interna das câmaras é estritamente proibido, por esse motivo os *scanners* ópticos tem sua valia.

Figura 23 - a) *Scanner* a laser; a) Exemplo de ferramental para o *scanner* de uma câmara; b) *Scanners* sucessivos de uma câmara mostrando o avanço no desmonte; c) Foto real do aparato em funcionamento.

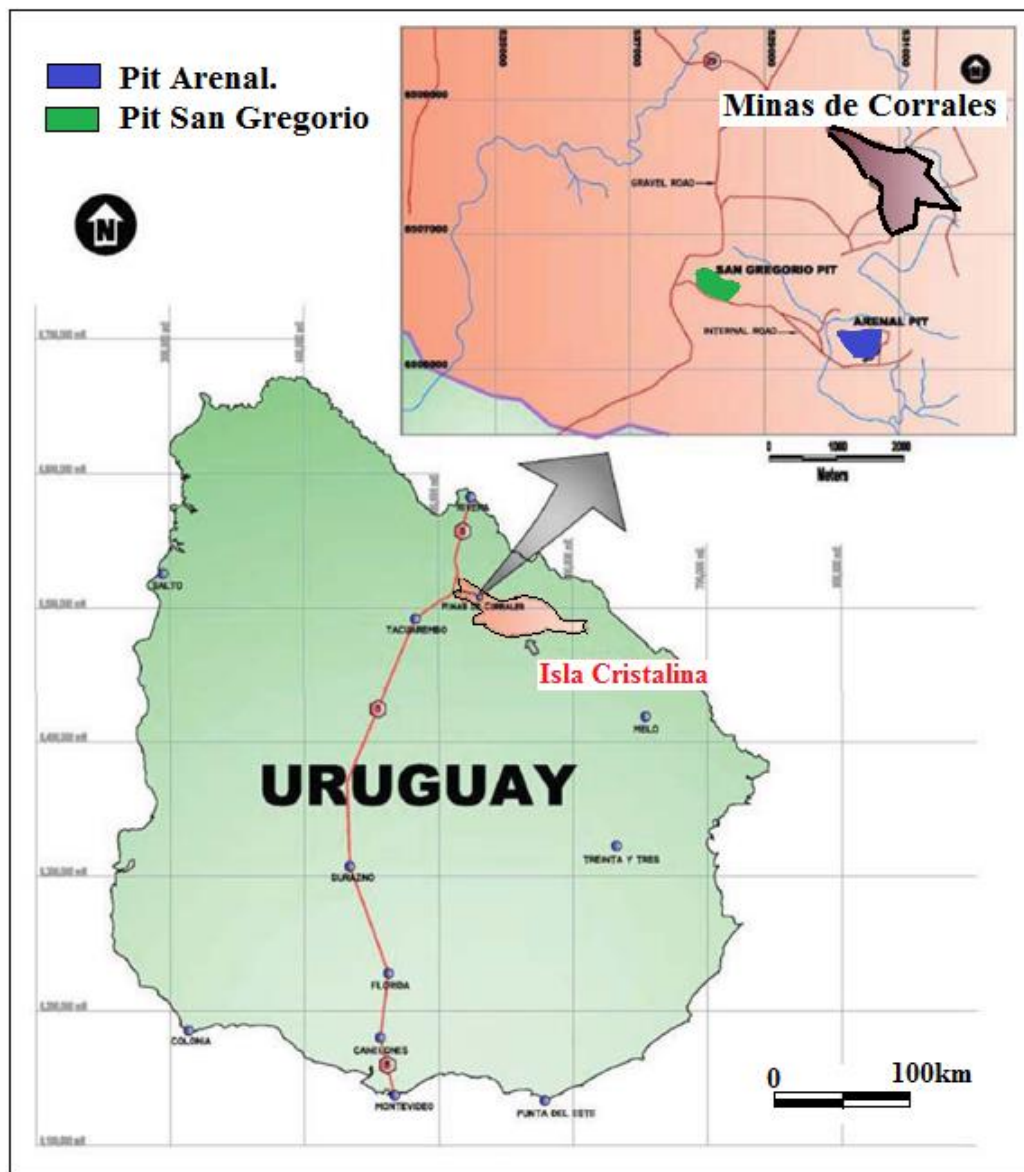


Fonte: Imagem modificada de: a) SCOBLE et al, 1997; b) e c) VILASECUSA 2014.

3. CAPITULO 3 – LOCALIZAÇÃO E CARACTERÍSTICAS DA ÁREA DE ESTUDO

A mina *Arenal Deeps* se localiza no município de Minas de Corrales, região norte do Uruguai, província de Rivera. O acesso pode ser feito a partir da divisa entre Santana do Livramento (BR) e Rivera (UY) seguindo a rodovia RUTA 5 por aproximadamente 70 km, até o povoado de Manuel Dias, a partir do qual segue-se pela rodovia RUTA 29 por mais 22km até o município de Minas de Corrales, como pode ser observado na Figura 24

Figura 24 - Mapa do Uruguai mostrando a localização da Mina Arenal Deeps.

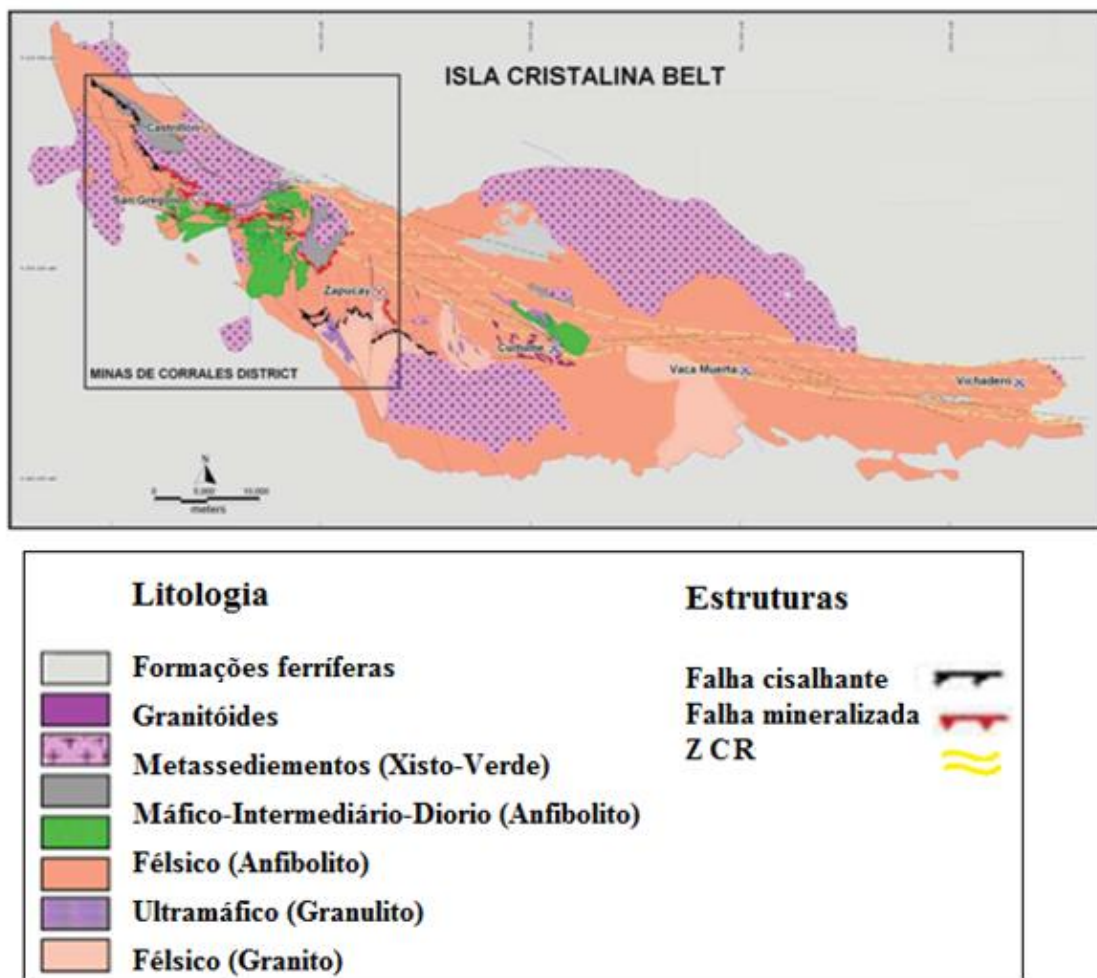


Fonte: Imagem modificada do estudo de pré-viabilidade LORYSER S.A. 2010.

3.1. Geologia Local

Segundo Quadros & Koppe (1996), a geologia regional da área é composta por embasamentos proterozóicos da formação Nico Perrez, que afloram em sedimentos paleozoicos. Essa formação é denominada *Isla Cristalina* e possui um comprimento de 110 km (\pm L-O) e largura de 20-40 km (\pm N-S), a mesma é caracterizada principalmente por granitos do tipo *green stone belt*, porém com diferentes graus de metamorfismo associados, desde xistos verdes até granulitos. O mapa geológico da *Isla Cristalina* pode ser observado na Figura 25.

Figura 25 - Geologia regional da formação "Isla Cristalina".

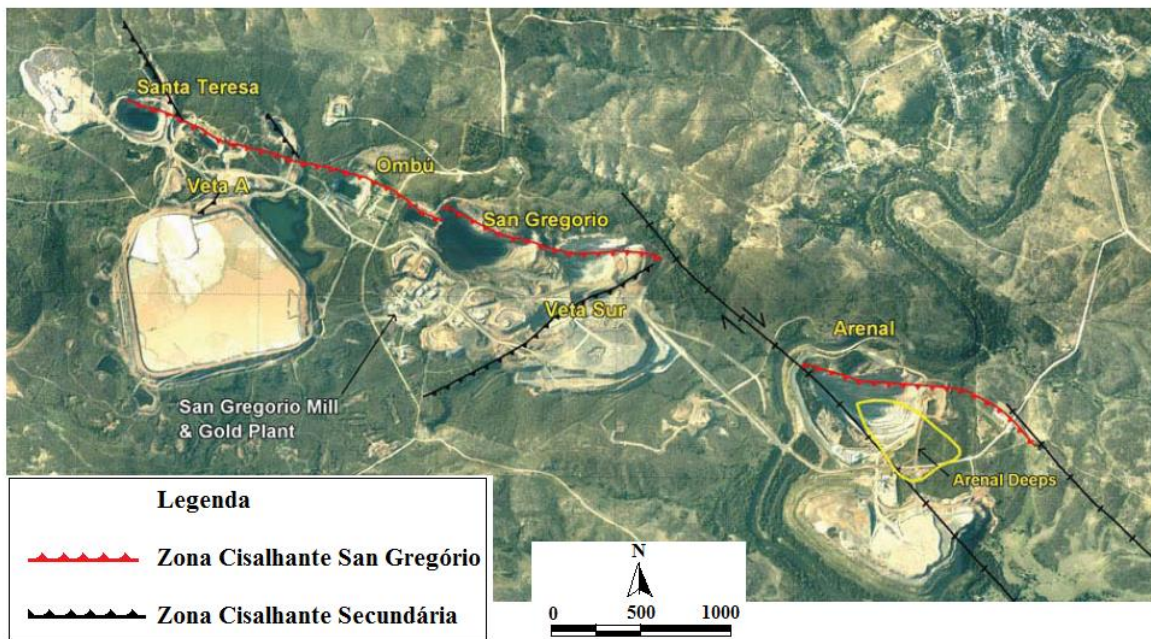


Fonte: Imagem modificada do estudo de pré viabilidade LORYSER S.A., 2010.

Mineralizações erráticas de ouro são encontradas em toda extensão do cinturão *Isla Cristalina*, mas estão espacialmente associados à zona de cisalhamento Rivera (ZCR).

A zona de cisalhamento San Gregório que controla as mineralizações da região de mesmo nome, pode ter sido formada durante uma reativação da zona oeste da ZCR (Figura 26).

Figura 26 - Mapa das minas relacionadas a Zona de Cisalhamento San Gregório.



Fonte: Imagem modificada do estudo de pré-viabilidade LORYSER S.A., 2010.

O ambiente mineralizador foi caracterizado por altas razões fluido-rocha, focalizadas em uma zona de cisalhamento, onde uma estrutura de transtensão atuou como armadilha para os fluidos hidrotermais.

Reações fluido-rocha produziram fácies hidrotermais de alteração caracterizadas pelos processos principais de cloritização, carbonatação, seritização, sulfetação, silicificação e oxidação. A mineralização ocorreu em um ambiente retrogressivo do tipo frágil-dúctil a frágil, e sin a pós-tectônico, em condições equivalentes à fácies metamórficas xisto-verde. Os fluidos mineralizantes transportaram o ouro por meio de complexos sulfetados em condições aproximadamente neutras, e a deposição de ouro foi causada por processos de sulfetação e de “boiling”, na primeira e segunda fase da mineralização.

A mineralização ocorre na forma de fraturas preenchidas por quartzo e carbonatos, nos granitos metamorfizados (Figura 27). Na região ocorrem dioritos, dioritos hidrotermalizados, K-feldspato granitos pegmatóides, sienogranitos e sienogranitos hidrotermalizados.

O preenchimento de fraturas e a brechação ocorreram ao longo da zona de cisalhamento, as zonas brechadas e fraturadas contêm minerais sulfetados disseminados, as zonas de mais alto teor formam depósitos em forma de charuto, que são macro controlado por falhas noroeste.

Figura 27 - Amostra de mão, granito brechado com veios de quartzo e sulfetos disseminados.



Fonte: Elaborada pelo autor 2016.

Pirita é o sulfeto mais comum porem galena e calcopirita, também, são observadas em menor quantidade. O ouro esta principalmente associado à pirita sendo o mesmo finamente disseminado.

3.1.1. Geomecânica

A revisão dos parâmetros de mecânica de rochas, utilizados neste trabalho, é baseada no programa de investigação que foi iniciado em 2007 pela própria empresa. As informações são principalmente baseadas na combinação de descrições geomecânicas de sondagens com testemunhos orientados. A zona mineral foi dividida em cinco unidades geológicas as quais as discriminadas abaixo assim como seus parâmetros geomecânicos:

Zona de brecha mineral (OZB): Brecha mineral identificada próxima da falha H1, altamente silicificada com uma alteração de sericita hidrotermal.

Zona mineral de carbonatos (OZC): Rocha mineral hidrotermal com pequenos veios de carbonato. Contem alterações de sericita e clorita,

Zona mineral de granitos (OZG): Granito mineral com alterações de sericita hidrotermais, apresenta silicificação e veios de pirita e quartzo ao longo da pirita disseminada.

Zona mineral de monzonitos (OZM): Brecha mineral de monzonito firmemente curado, principalmente identificada no meio da zona mineral.

Zona mineral de milonitos (OZY): Zona milonítica mineralizada exatamente sobre a falha F1.

As Tabelas 5 e 6, resumem os dados obtidos com as sondagens.

Tabela 5 - Resultados dos ensaios de resistência realizados em amostras de furos de sondagens.

Unidade	Zona	Densidade (kg/m ³)	Nº de ensaios UCS	UCS médio (MPa)	UCS Std	E médio (GPa)	v médio	T médio (MPa)
OZB	ORE	2.81	1	41	-	95.3	0.12	11
OZC	ORE	2.85	5	80.3	45.5	55.2	0.18	7.4
OZG	ORE	2.73	6	96.2	57.6	69.4	0.2	8.7
OZM	ORE	2.7	3	73.1	-	82.7	0.26	-
OZY	ORE	2.77	2	139.3	37.7	63.3	0.25	-

Fonte: Imagem modificada do estudo de pré-viabilidade LORYSER S.A., 2010

Tabela 6 - Resumo dos critérios de resistência a ruptura calculados para maciço rochoso (Hoek-Brown).

Unidade	Zona	m	σ_c (MPa)
OZC	ORE	5.9	69.7
OZG	ORE	12.3	107.4
OZ	Avg ORE	9.6	88.6

Fonte: Imagem modificada do estudo de pré-viabilidade LORYSER S.A., 2010

3.2. Mina Arenal Deeps

Mina subterrânea *Arenal Deeps* foi proposta como a continuação da exploração das reservas remanescentes do *Pit Arenal*, o qual operou entre 2004-2009 produzindo 370.000 oz de ouro. Em

sua configuração final o pit apresenta aproximadamente 450m de comprimento na direção L-O, e 200m largura na direção N-S.

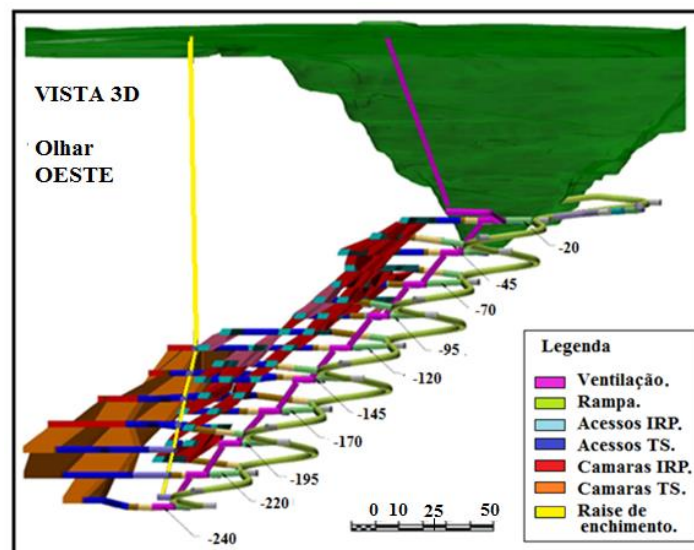
Após uma intensa campanha de sondagens profundas no período entre 2008 e 2009, determinou se a viabilidade de uma operação subterrânea, destinada a produzir 140.000oz de Au. O projeto iniciou em março de 2011, por meio de modificações como o aproveitamento de pilares, a mina seguiu em operação até novembro de 2016.

3.2.1. Design de mina Arenal Deeps.

A mina *Arenal Deeps* possui uma rampa de acesso, que parte da cota -6 da parede norte do *Pit Arenal* e segue em forma de ziguezigue, seguindo o mergulho do corpo. Os níveis partem da rampa principal em intervalos verticais que variam de 15 a 20 metros.

Os primeiros níveis entre N020 e N107, servem de acesso para os realces e pilares inclinados (IRP) logo são níveis simples que cortam a mineralização paralelamente ao seu *Strike*, com uma ou duas galerias. Os níveis mais profundos, de N120 até N220, fazem parte do segundo método de exploração, Câmaras Transversais (*Transversal Stopes, TS*), portanto, são níveis complexos que possuem galerias transversais ao rumo do corpo mineral, alinhadas entre os níveis, possibilitando que se realize a perfuração no nível superior ao mesmo tempo em que a extração do material detonado se realiza pelo nível inferior, a Figura 28 mostra a arquitetura da mina *Arenal Deeps*.

Figura 28 - Vista oeste do projeto da mina *Arenal Deeps*.



Fonte: Imagem modificada do estudo de pré-viabilidade LORYSER S.A., 2010.

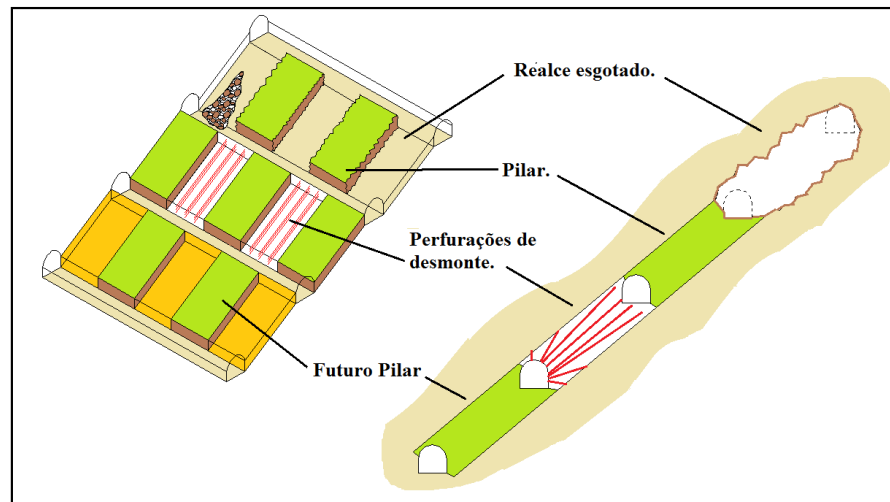
3.2.2. Método câmaras e pilares inclinados (IRP).

O método de câmaras e pilares inclinados (*Inclined room and pillar*) foi utilizado para lavar o corpo mineral, entre os níveis -20 e -145, devido à espessura reduzida do mesmo (5-10m).

A sequência operativa iniciava com o desenvolvimento de uma galeria de acesso que interceptava o corpo mineralizado paralelamente ao seu *Strike*, em seguida eram realizadas perfurações de desmonte buscando realçar a galeria extraíndo o material compreendido entre o teto da mesma e o piso da galeria superior.

O método desenvolveu-se de maneira descendente, buscando extrair o minério pela própria galeria de perfuração. Os realces foram alternados garantindo uma conformação de pilares que mantêm a estabilidade do conjunto de aberturas conforme a Figura 29.

Figura 29 - Exemplificação do método câmaras e pilares inclinados.



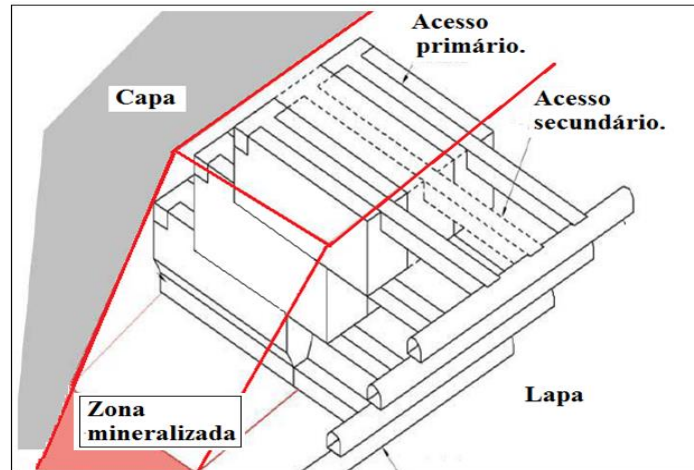
Fonte: Elaborada pelo autor, 2015.

3.2.3. Método câmaras transversais

Entre os níveis -120 e -220 o corpo mineralizado apresentava as seguintes características: formato tabular de grande espessura (+ 50 m), mergulho variável entre 70° a 40°, baixa qualidade da rocha encaixante superior (Capa) e alta competência da rocha mineralizada, nessa condição o método adotado foi o câmaras transversais (*Transversal Stope, TS*), uma variante do método *Sublevel*

Stoping que se destina a minerar corpos espessos por meio de acessos que cortam o depósito mineral transversalmente ao seu rumo, conforme Figura 30.

Figura 30 - Vista isométrica da exploração com o método câmaras transversais.

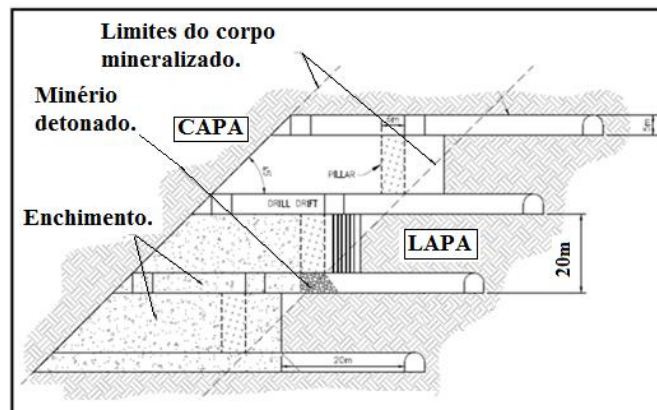


Fonte: Imagem modificada do estudo de pré-viabilidade LORYSER S.A., 2010.

As câmaras apresentavam aproximadamente 20m de altura e de largura sendo o comprimento variável dependendo da seção do corpo mineral.

O método se desenvolve em caráter ascendente sendo que após a extração do minério, o vazio deixado era necessariamente preenchido com enchimento de rocha estéril, permitindo que o material proveniente da câmara superior pudesse ser recuperado, como pode ser visto na Figura 31, minimizando assim os vazios deixados no maciço rochoso.

Figura 31 - Exemplo da operação das câmaras em vista de perfil



Fonte: Imagem modificada do estudo de pré-viabilidade LORYSER S.A., 2010

4. METODOLOGIA

A metodologia proposta pode ser dividida em três partes principais: a primeira destinada a estabelecer procedimentos para a coleta e tratamento de dados referentes às operações de mina, tais como: informações operacionais, utilização do software *Micromine*, e de escâneres a laser das câmaras, bem como dados sismográficos.

A segunda parte diagnostica os principais problemas associados ao desmonte de rocha com uso de explosivo, que foram evidenciados a partir das informações coletadas.

A última parte apresenta procedimentos diversos que pretendem sanar as deficiências apresentadas na parte anterior:

- ✓ Implementação de desmontes de grande porte.
- ✓ Mudanças na geometria das câmaras para preservação do teto.

Assim como são apresentadas metodologias que visam aprimorar as técnicas de desmontes vigentes na mina tais como:

- ✓ Teste de retardos para o desmonte em câmaras.
- ✓ Teste com esquema de perfuração de Hagan.

Por meio da coleta e tratamento de dados, e posterior implementação dos procedimentos propostos foi possível construir uma sólida metodologia para o melhoramento das operações de mina correlatas ao desmonte de rocha com uso de explosivos.

4.1. Coleta de dados e ferramental

Buscando cumprir os objetivos definidos no item 1.2, foram criados procedimentos a serem adotados na coleta e tratamento dos dados, os quais se resumem nos seguintes tópicos:

- ✓ Acompanhamento na mina, registros visuais (fotos) e experiência em campo, juntamente com registros de produtividade em toneladas e metros lineares perfurados.
- ✓ Utilização do software de visualização 3D, aplicado a mineração (*Micromine* 2014).

- ✓ Utilização do *scanner* a laser para mapear as câmaras e espaços vazios.
- ✓ Instalação do sismógrafo e medição sismográfica.
- ✓ Metodologia de cálculo das recuperações reais das câmaras.

4.1.1. Acompanhamento em campo das operações de mina

Realizou se um acompanhamento sistemático das operações de mina por meio de visitas regulares as frentes de trabalho, de diversas câmaras, (no período entre julho 2013 até janeiro de 2015) por meio das quais foi possível verificar diversas situações que evidentemente contribuíram para as deficiências dos processos de: perfuração, carregamento de explosivo, desmonte e carregamento do material fragmentado.

Foram adotados os seguintes procedimentos para tornar a coleta de dados mais ordenada:

- ✓ Anotar dificuldades recorrentes encontradas na operação de produção em todas as suas etapas: planejamento, perfuração, carregamento de explosivo, desmonte e carregamento de minério.
- ✓ Registrar imagens que comprovassem ou exemplificassem os casos estudados.
- ✓ Coletar os dados referentes à produtividade da perfuração radial
- ✓ Coletar dados referentes à produção mensal em toneladas de minério.

4.1.2. Software de visualização 3D aplicado à mineração (*Micromine 2014*)

A utilização dos softwares aplicados à mineração, tal como o *Micromine*, torna possível o modelamento digital preciso do ambiente subterrâneo, permitindo que se planejem as operações de produção e desenvolvimento com maior eficiência e segurança.

O software possibilita visualização, criação e manipulação de volumes, reais georreferenciados, ou sólidos de projeto, o que garante uma plataforma de visualização em três dimensões de fácil utilização.

O software *Micromine 2014* foi utilizado como ferramenta de projeto para os seguintes fins:

- ✓ Planejar, a forma das câmaras, bem como suas galerias de acesso.
- ✓ Projetar as perfurações radiais.

- ✓ Determinar a sequência de detonação das câmaras, baseando-se nos volumes de alívio disponíveis.
- ✓ Situar e manipular os volumes escaneados das câmaras.
- ✓ Avaliar a aderência entre os volumes planejados e os volumes reais extraídos.

4.1.3. *Scanner a laser (CMS)*

O *scanner* a laser é uma ferramenta que permite contemplar de maneira clara e precisa a forma do vazio deixado em subterrâneo, o que de muitas maneiras é importantíssimo para os controles operacionais e de segurança em uma mina subterrânea. Obter tais informações espaciais e poder representar os volumes dos vazios deixados permite reconciliar os dados da produção mineral, assim como avaliar a qualidade do desmonte no quesito recuperação, “arrancamento”, da mesma forma que possibilita o planejamento de futuras aberturas com maior segurança, em casos que as mesmas se encontram próximas a vazios anteriormente gerados.

O *Scanner* Optech CMS (*Cavity Monitoring System*), vide 2.5; **Error! No se encuentra el origen de la referencia.**, funciona coletando a posição precisa de milhares de pontos por meio de medição a laser. Tais pontos são utilizados para determinar o tamanho da cavidade medida bem como seu volume e orientação, possibilitando assim a criação de desenhos detalhados que podem ser utilizadas para projetos precisos de engenharia, o sistema é compatível com virtualmente qualquer software de visualização 3D do mercado inclusive o *Micromine*. A Tabela 7; **Error! No se encuentra el origen de la referencia.** detalha a ficha técnica do *scanner* Optech.

Desenvolvido na década de 1980, e patenteado desde então, o sistema Optech CMS, se tornou referência no campo das operações em subterrâneo. Com milhares de exemplares vendidos por todo o mundo o sistema CMS continua a prover medições detalhadas de forma rápida e confiável de cavidades subterrâneas.

Figura 32 - Imagem do **scanner** Optech.

Fonte: Opetch.

Tabela 7 - Ficha técnica do *scanner* a laser

Capacidade de Alcance	200m @20%; 500m @90%
Alcance Mínimo	50cm
Alcance Angular Horizontal	360°
Alcance Angular Vertical	290°
Acuracidade	*2 cm
Resolução	1 mm
Acuracidade Angular	0.1°
Resolução Angular	0.022°
Min <i>Step size</i> (Azimute e elevação)	0.25°
Tempo de <i>scanner</i> (1x1°)	6 min
N° de pontos (360° x 290°)	52200
Peso do escâner	5.4kg
Peso da bateria	7.6kg
Diâmetro do <i>Scanner</i>	175mm

Fonte: Opetch.

O procedimento adotado para o *scanner* das câmaras visa maximizar a coleta de pontos, delimitando com exatidão o vazio de interesse, evitando zonas de sombra ou sobreposição com câmaras vizinhas, ou galerias.

Estabeleceram-se os seguintes procedimentos:

- ✓ Obrigatoriamente realizar uma medida das concentrações de gases no local escolhido para o *scanner*.
- ✓ Realizar processo de remoção de fragmentos do teto imediato (bater choco) para evitar eventuais desprendimentos de rocha
- ✓ A haste de suporte juntamente com o *scanner* devem ser as únicas peças a adentrar na câmara, sendo que em nenhuma circunstância os trabalhadores devem se expor a zona de realce.
- ✓ Após o procedimento de *scanner*, o sensor deve ser orientado por meio de medição topográfica, para assim determinar a localização e orientação do sólido.
- ✓ O *scanner* deve preferencialmente ser realizado pela galeria de acesso superior da câmara diminuindo a possibilidade que fragmentos de rocha atinjam o *scanner*.
- ✓ A operação de escâner não deve ser realizada para fins de medida de volume final, em casos que a câmara contenha remanescentes de minério.
- ✓ A segurança da equipe de topografia envolvida no processo de scanner nunca deve ser comprometida.

Os dados obtidos com o *scanner* são primeiramente extraídos utilizando o *software* CMS, o qual referência os milhares de pontos medidos, com base nas coordenadas do sensor a laser, atribuindo assim coordenadas reais aos pontos.

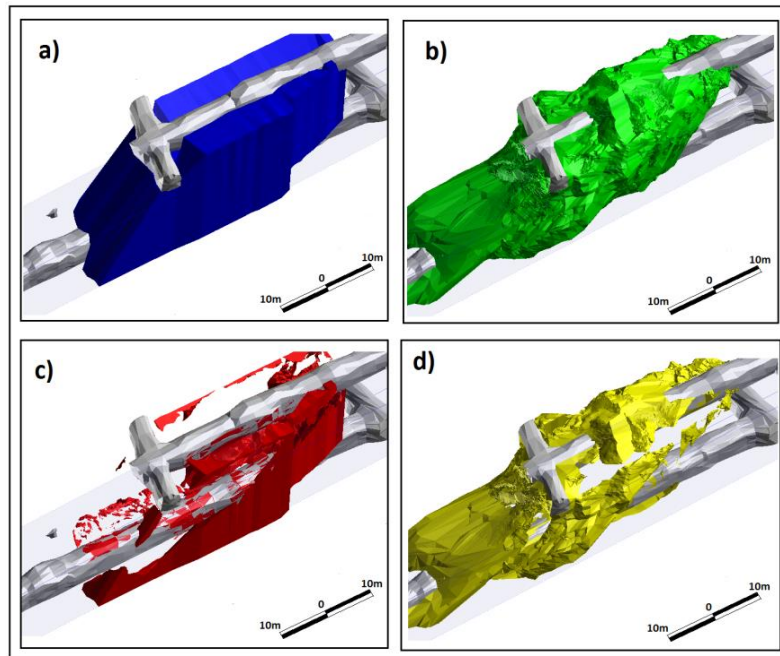
A partir da importação dos pontos, já referenciados, o *software* *Micromine* possibilita criar o volume correspondente por meio da união das seções paralelas geradas.

As recuperações reais das câmaras são calculadas a partir da comparação dos sólidos de projeto e dos sólidos reais escaneados, utilizando a ferramenta “*Bolean*” do *software* *Micromine*.

É importante ressaltar que a recuperação real não significa somente a razão entre o volume planejado e o volume real, obtido por *scanner*, devido a que, a posição do material extraído deve coincidir com a posição do volume planejado, ou seja, uma câmara tem um volume em uma dada posição, logo a recuperação real é a intersecção entre o volume real e o volume planejado. Equação (6).

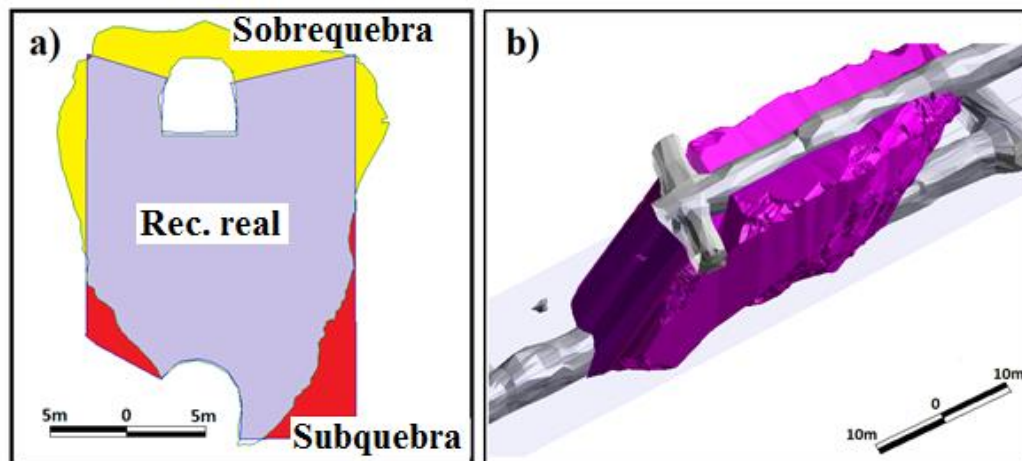
Além da recuperação real, a comparação entre sólidos planejados e os sólidos reais provêm duas informações adicionais chamadas Sobre-quebra (*Overbreak*) e Sub-quebra (*Underbreak*), como é descrito na Figura 33.

Figura 33 - Câmara TS_N157_EA: a) sólido planejado; b) sólido real scanner; c) *Underbreak*; d) *Overbreak*.



Fonte: Imagem Elaborada pelo autor. 2015.

Figura 34 - a) Metodologia de cálculo de recuperação real; b) Exemplo de sólido da recuperação real da câmara TS_N157_EA.



Fonte: Imagem elaborada pelo autor, 2015.

A sobre-quebra refere se a todo o volume escaneado que reside fora dos limites do sólido planejado, ou seja, material que não fazia parte da câmara, mas que foi lavrado, equação (7).

A sub-quebra refere se a todo o volume planejado que não pertence ao sólido real, ou seja, todo o material que não foi extraído, por deficiência do desmonte, equação (8)

As formulas para obtenção dos volumes mencionados estão resumidas abaixo:

$$\mathbf{Rec. Real = intersecção (V. real; V. Planejado)} \quad \mathbf{(6)}$$

$$\mathbf{SobreQuebra = V. real - V. Planejado} \quad \mathbf{(7)}$$

$$\mathbf{SubQuebra = V. plenajdo - V. real} \quad \mathbf{(8)}$$

4.1.4. Dados sismográficos

Os dados sismográficos são extremamente importantes como ferramenta de avaliação das detonações. A partir desses registros é possível observar a assinatura sísmica do evento de desmonte e avaliar seus efeitos no ponto de monitoramento.

Os monitoramentos basearam se nos seguintes procedimentos:

- ✓ Definição dos locais de monitoramento.
- ✓ Medida das distâncias, em três dimensões, até o ponto de epicentro da detonação, por meio do software *Micromine*.
- ✓ Ancoragem do sismógrafo ao maciço rochoso.
- ✓ Recuperação e tratamento dos dados.

O equipamento utilizado para os monitoramentos sismográficos foi o sismógrafo Thomas VMS2000, vide 2.4, o qual possui uma central de dados munida de bateria própria, assim como um geofone e um microfone que podem ser desconectados da central. A **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.** descreve a ficha técnica do sismógrafo Thomas VMS-2000.

Figura 35 - Sismógrafo Thomas VMS-2000.



Fonte: Thomas Instruments Inc.

Tabela 8 - Ficha técnica do sismógrafo VMS-2000.

Fabricante:	<i>Thomas Instruments Inc.</i>
Modelo:	VMS 2000S
Sísmica	
Faixa de operação	0-127mm
Gatilho (trigger)	0.51 a 127mm/s
Frequência de detecção	2 a 250 Hz
Tipo de Geofone	Triaxial com frequência natural de 4Hz
Dados	
Taxa de amostragem	1024 amostras por canal por segundo
Janela de evento	1 a10 Segundos
Modo de registro	Manual, evento único ou 15 eventos automáticos de 10s.
Canais	4 - Longitudinal, Transversal, Vertical e Som.
Análise de frequência	Frequência de pico, Análises USBM e OSM/DIN 4150

Fonte: *Thomas Instruments Inc.*

A instalação e fixação do sismógrafo para o monitoramento das vibrações oriundas das detonações foi realizado sempre por um membro do departamento de engenharia, seguindo os seguintes procedimentos:

- ✓ O local escolhido para a instalação deve ser afastado das vias de acesso principais e deve ser alto para evitar a submersão do aparato em caso de falha das bombas.
- ✓ O sismógrafo deve ser ancorado de forma solidaria a uma superfície de rocha sã, a qual não possua falhas de grande porte nas cercanias.
- ✓ O sensor do sismógrafo deve ser fixado com gesso à superfície escolhida, permanecendo o mais nivelado possível, constatação que deve ser obtida por meio de bolha de nível.
- ✓ De preferência o sismógrafo deve ser orientado com a componente radial apontando para a detonação.
- ✓ Uma vez que a base de gesso esteja rígida, como é possível verificar na Figura 36, deve-se ligar o sismógrafo e esperar a verificação do sistema para as três componentes, caso haja alguma falha em qualquer das componentes, deve-se extrair o sensor do sismógrafo e repetir o processo de fixação.

Figura 36 - Sismógrafo instalado



Fonte: Foto tirada pelo autor 2014.

Os dados coletados com o sismógrafos, são armazenados em formato “.event” o qual pode ser lido pelo software *Seismware*, a partir do qual é possível converter os dados para o formato .csv do Microsoft Excel.

Os dados sismográficos se apresentam na forma de uma tabela com cinco colunas, que representam respectivamente o contador da amostragem, as acelerações Vertical, Transversal e Radial registradas em mm/s, e pôr fim a intensidade sonora registrada em decibéis, como é exemplificado na Tabela 9.

Tabela 9 - Exemplo de tabela com os dados Sismográficos.

Contador (1024x/ s)	Vertical (mm/s)	Transversal (mm/s)	Radial (mm/s)	Microfone (dB)
1	0.1	0.2	0.1	0
2	0.1	0.1	0.1	0
3
4
5				

Fonte: Elaborada pelo autor.

Optou se por utilizar as medidas de aceleração em sua forma vetorial somada (*Peak Vector Sum*). Como nem todas as medidas realizadas contavam com dados de intensidade sonora essa componente foi excluída. Para poder comparar os picos de aceleração com o padrão de retardos do evento de desmonte, foi anexado uma coluna na qual constava a quantidade de explosivo por instante, ou seja, a carga máxima por espera de cada retardo utilizado, como demonstra na Tabela 10.

Como a amostragem do sensor é de 1024 amostras por segundo foi necessário ajustar os tempos de detonação em 2.3%, já que retardos são enumerados em milissegundos.

Tabela 10 - Exemplo de tabela ajustada.

Milisegundos	PVS (mm/s)	Retardo (kg- Explosivo/Instante)
25	0.3	40
....
...
50	1	120
...
...	
100	0.5	60

Fonte: Elaborada pelo autor.

4.2. Diagnostico dos principais problemas associado ao desmonte

Seguindo as metodologias de coleta de dados e utilizando o ferramental descrito, foi possível diagnosticar os principais problemas associados ao desmonte de rocha com uso de explosivos nas operações da mina *Arenal Deeps*.

Dois principais problemas foram identificados: Baixo rendimento do ciclo de perfuração e desmonte e ocorrência de danos a fortificação de teto.

4.2.1. Baixo rendimento do ciclo perfuração e desmonte

Analisando os ciclos operacionais da mina *Arenal Deeps*, foi possível perceber que a operação de desmonte gerava interferências operacionais na perfuração radial das câmaras, por exemplo:

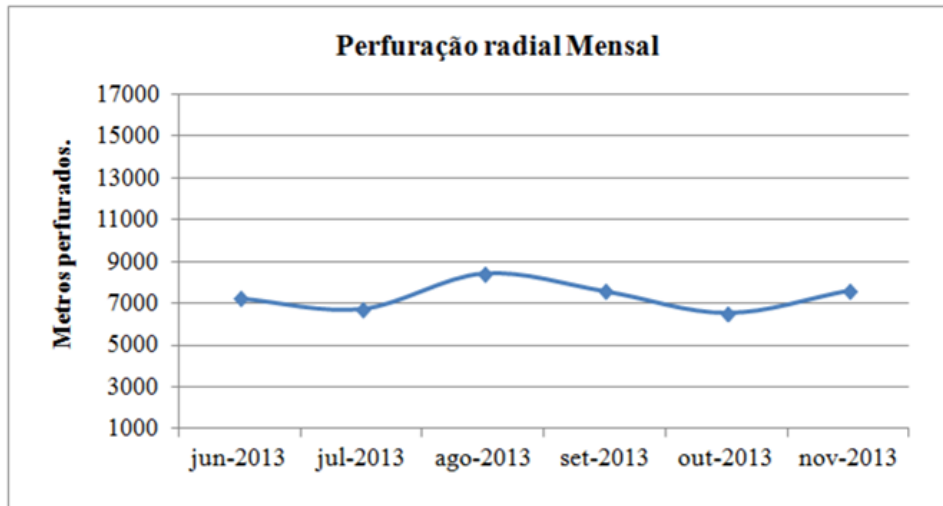
- ✓ Era necessário parar a perfuração algumas horas antes do final do turno, para permitir o carregamento das linhas que seriam detonadas.
- ✓ Após a detonação, era necessário esperar que os gases gerados, se dissipassem, o que atrasava o início da perfuração.

A perfuração das linhas radiais, apresentava os seguintes inconvenientes para a operação:

- ✓ As vibrações oriundas da perfuração ocasionavam pequenos desprendimentos de rocha, próximo ao corte final gerado pelo desmonte, expondo as perfuratrizes a zonas de risco.
- ✓ As perfuratrizes seguiam perfurando enquanto o carregamento e transporte do minério eram realizados por meio da galeria inferior, ou seja, havia o risco de que ocorressem desprendimentos de rocha no instante que uma perfuração rompesse na galeria inferior.

Tantos inconvenientes se traduzem em um baixo rendimento das perfuratrizes radiais DL nos primeiros meses da operação do método TS, o qual pode ser comprovado pelo gráfico da Figura 37 assim como na Tabela 11:

Figura 37 - Gráfico da produtividade das perfuratrizes entre junho e novembro de 2013.



Fonte: Elaborada pelo autor, 2015.

Tabela 11 - Dados correlatos a perfuração das câmaras

Período do estudo	Média metros mensais (m)	Desvio padrão (m)	Média Produção mensal (t)	Desvio padrão (t)	Média de metros diários por DL, (m)	Perfuração específica (m/t)
6 meses	7346	697	30890	4154	122.4	0.23

Fonte: Elaborada pelo autor, 2015.

O fato das operações de desmonte e perfuração ocorrerem concomitantemente, gerava atrasos operacionais que se traduziam em baixa produtividade das perfuratrizes e conseqüentemente baixa taxa de produção. O principal problema era que o desmonte começava antes da finalização da perfuração, logo a separação entre estas atividades deveria melhorar o rendimento de ambas.

4.2.2. Danos aos *cable bolts*

Decorridos os eventos de detonação, era possível notar que os “*cable-bolts*”, responsáveis pela fortificação do teto remanescente da câmara, eram danificados, no que diz respeito aos elementos que mantêm o cabo tensionado tais como: a platina, cunha e barril, Quando danificados

os “*cable-bolts*” deixavam de atuar ativamente, para simplesmente atuar passivamente, sem exercer pressão sobre o maciço rochoso. Na Figura 38 e Figura 41 observa-se os danos aos cabos de teto.

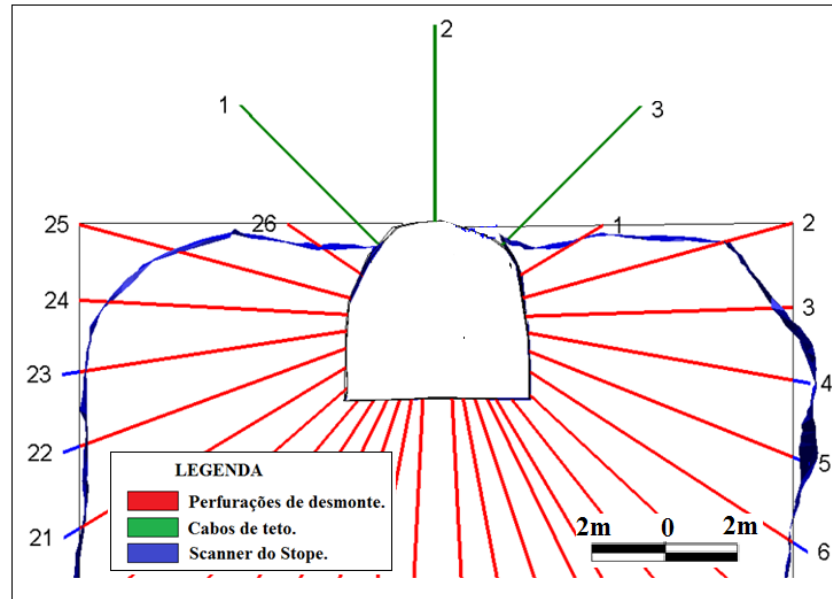
Figura 38 - Foto da câmara TS_N195_E4, terminada, mostrando os danos aos *cable-bolts*.



Fonte: Foto tirada pelo autor, 2013.

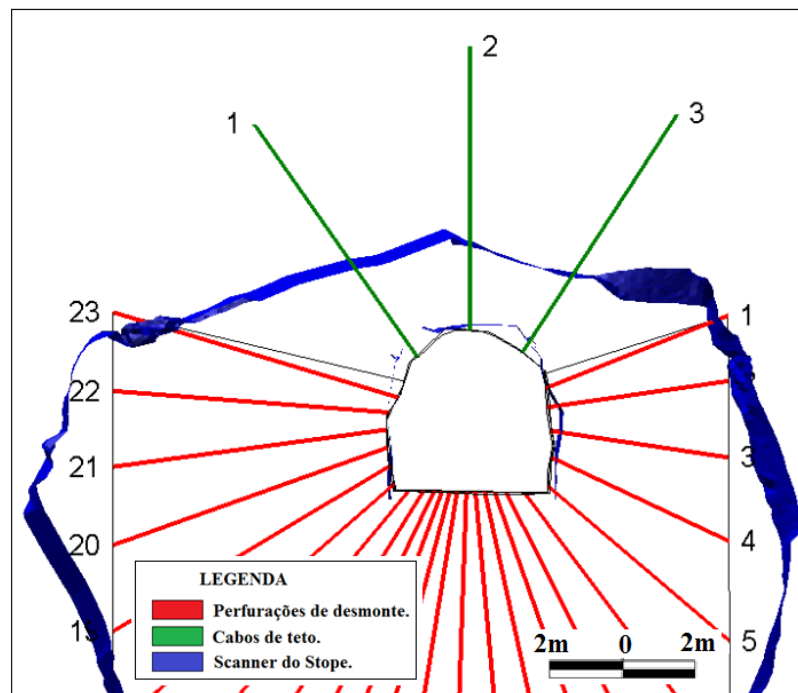
Sobrepondo os furos de desmonte, os cabos de teto e o *scanner* a laser da câmara, fica clara a exposição dos *cable bolts* na Figura 39 e até mesmo sobre escavação da parte superior da câmara, como pode ser observado na Figura 40.

Figura 39 - Escâner da câmara TS_N195_E4, sobreposto as perfurações e os *cabre bolts*.



Fonte: Elaborada pelo autor, 2015.

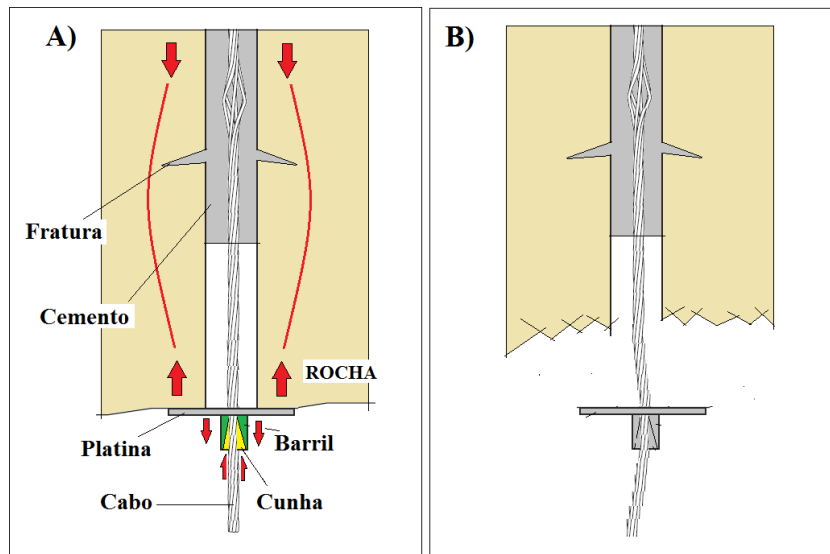
Figura 40 – Escâner da câmara TS_N182_E1, sobreposto as perfurações e aos *cabre bolts*



Fonte: Elaborada pelo autor, 2015.

O *cable bolt* consiste de um cabo de aço ancorado com cimento ao interior de uma perfuração, o mesmo é tensionado por meio de placa de aço que transmite a tensão ao maciço rochoso. Quando o contato entre a placa de aço e face rochosa é perdido, a tensão aplicada ao cabo desaparece e o mesmo deixa de atuar ativamente contra a rocha. A Figura 41, exemplifica o funcionamento do *cable bolt*.

Figura 41 - A) Funcionamento de um *cable-bolt*. B) Perda de tensão no elemento de fortificação.



Fonte: Imagem modificada de VILLAESCUSA, 2014.

A proximidade dos furos de desmonte com o emboque dos *cable bolts*, gerava o desprendimento de fragmentos da face rochosa que ancorava a placa de aço, ocasionando a perda de tensão do elemento de fortificação após as detonações.

O preenchimento de cimento do *cable bolt* utilizado, também não era a ideal, a falta de cimento na parte do emboque do furo, gera um ponto de debilidade para o cabo, pelo qual o mesmo pode ser danificado. Contudo esse estudo não considerou modificar a técnica de preenchimento dos cabos.

A geometria da câmara tal como estava determinada é o fator principal para a destruição dos cabos, o formato “quadrado” do teto da câmara, exigia que se posicionassem furos altos nas laterais da galeria, o que invariavelmente rompia os cabos durante as detonações, logo uma mudança de geometria era necessária para assim preservar a fortificação de teto.

4.3. Propostas para aumentar a eficiência das operações de perfuração e desmonte

Com a finalidade de diminuir a influência negativa dos principais problemas associados aos processos de perfuração e desmonte de rocha, bem como em um intento de aumentar a eficiência dos mesmos, foram propostas as seguintes modificações nas operações de mina, visando sanar as deficiências observadas no item 4.2; **Error! No se encuentra el origen de la referencia..**

4.3.1. Implementação de desmontes de grande porte

A realização de desmontes de grandes volumes em operações em câmaras gera uma maior flexibilidade das operações, o que se reflete em ganhos de produtividade e aumento da segurança operacional (Liu, 2013).

Nas dez primeiras câmaras lavradas, a média de toneladas por desmonte era de 2530 t, o que garantia teoricamente dois dias de produção. Com a finalidade de acelerar a extração de minério, e diminuir a quantidade de intervenções humanas nas câmaras, foi aplicada uma metodologia de desmontes massivos, obedecendo as seguintes premissas:

- ✓ A perfuração da câmara deveria estar completa, antes da primeira detonação, para que não houvesse interferência entre as atividades.
- ✓ A câmara deveria ser detonada no menor número possível de etapas.
- ✓ O volume de alívio deveria ser maior ou igual a 30% do volume que se pretendia detonar vide 2.3.2, (LIU, 2013).
- ✓ A face livre deveria possuir área igual ou superior à das linhas que se pretendia detonar.
- ✓ As áreas das linhas de perfurações agrupadas em uma mesma detonação devem ser regulares ou decrescentes.
- ✓ A velocidade de carregamento deve ser tal que nenhuma carga de ANFO permaneça nos furos por mais de 12h, devido à sensibilidade das mesmas à umidade.
- ✓ Todas as cargas de fundo juntamente com o reforçador e o *shock tube* específico, devem estar introduzidas nos respectivos furos antes que a operação de derramamento do ANFO se inicia.

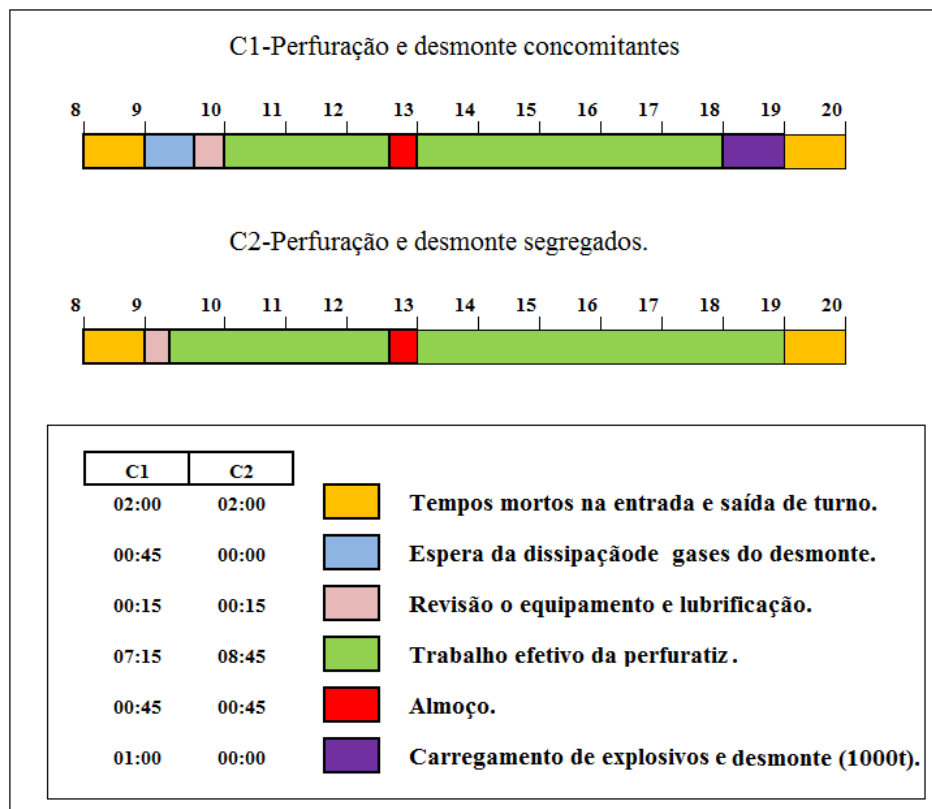
Após a aplicação das premissas os resultados de registros de produção foram recuperados com a finalidade de avaliar a os benefícios da técnica.

A metodologia baseou-se nos seguintes procedimentos:

- ✓ Análise dos ciclos operacionais de perfuração, embasados em tempos de ciclo da mina.
- ✓ Organização da base de dados com respeito ao rendimento das perfuratrizes nos seis meses anteriores.
- ✓ Avaliação das questões de segurança ocupacional quanto às operações conjuntas e separadas.
- ✓ Aplicação do método.
- ✓ Avaliação dos resultados após um período de seis meses.

Utilizando os registros de tempo de ciclo das perfuratrizes foi possível caracterizar a operação de perfuração, utilizando um gráfico simples, Figura 42, que demonstra os tempos de cada atividade dentro de um turno de trabalho. Constatou-se que: quando a perfuração divide espaço com as operações de desmonte, existem perdas de tempo consideráveis, que ocasionam menor tempo efetivo de perfuração.

Figura 42 - Gráfico com os ciclos operacionais, de perfuração e desmonte mistos e segregados



Fonte: Elaborada pelo autor.

O conceito de segregação entre as operações foi aplicado na câmara TS_N195_E1, em dezembro de 2013, e se avaliaram os resultados de produção de minério e metros totais perfurados entre os meses de janeiro e junho do ano de 2014.

A quantidade mínima de eventos de desmonte em uma câmara é determinada pelo fator de empolamento, partindo de um volume de alívio provido por uma chaminé, de aproximadamente 90m^3 , as sucessivas detonações só poderão ocorrer, com sucesso, se houver pelo menos um volume de alívio igual ou superior a 30% do volume detonado (LIU, 2013).

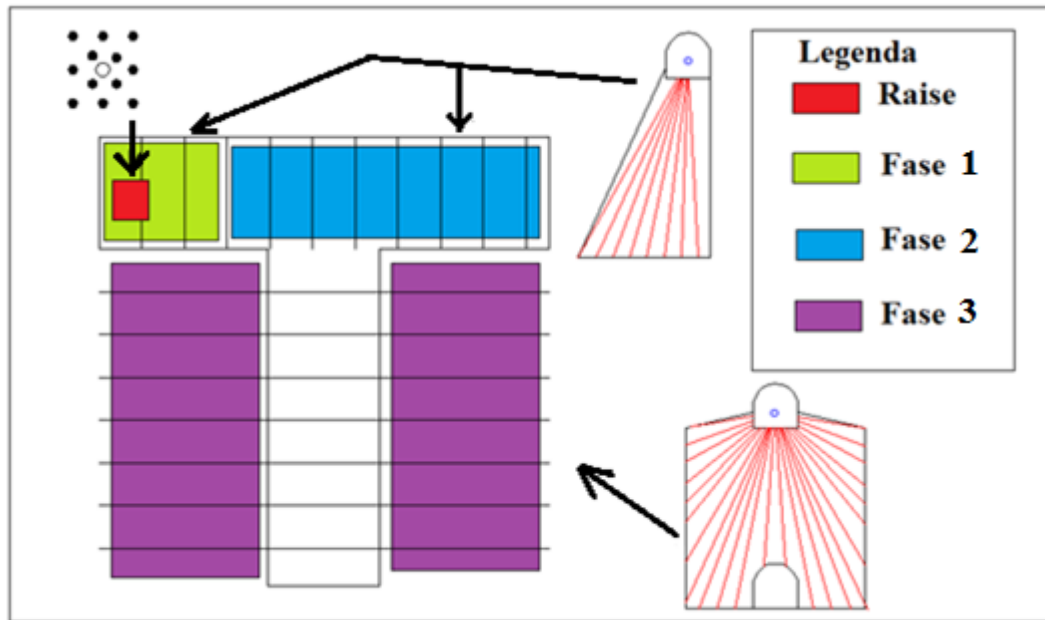
Logo, praticamente nenhuma câmara pode ser detonada em menos de três etapas, sendo essas praticamente iguais para todos os casos, contudo, a partir da terceira etapa o limite de volume a ser desmontado não sofre grandes limitações pelo efeito do empolamento, devido ao grande volume de alívio presente, encontrando limitação apenas nas capacidades de planejamento e execução do desmonte.

Obedecendo a proporcionalidade de 0.3, entre volume de alívio e volume a ser desmontado, a sequência idealizada para a evolução do desmonte nas câmaras são exemplificadas pelas

Figura 43 e Figura 44 e descrita a seguir:

- ✓ Abertura da *raise*: consiste na detonação de um arranjo de perfurações extremamente agrupadas com razão de carga próxima a $8,5\text{ kg/m}^3$, capaz de criar a primeira conexão entre os níveis: gerando 90m^3 de volume de alívio para a seguinte etapa.
- ✓ Fase 1: consiste na detonação das linhas de perfurações mais próximas a chaminé, (2 a 4 linhas) com o objetivo de ampliar o volume de alívio, o volume da fase 1 não deve superar 290m^3 (800t), utilizando uma razão de carga de aproximadamente $1,5\text{ kg/m}^3$, ampliando o volume de alívio para 380 m^3 .
- ✓ Fase 2: Consiste na detonação de todas as linhas restantes (7 a 10 linhas) do *Slot*, totalizando um máximo de 1.230m^3 (3400t), a uma razão de carga de $1,2\text{ kg/m}^3$ criando um volume de alívio de 1.680m^3 .
- ✓ Fase 3: consiste na detonação das linhas radiais comuns da câmara, podendo essas serem agrupadas na quantidade que se deseje contanto que seu volume não ultrapasse 5.600 m^3 (15,500t).

Figura 43 - Sequência idealizada para os desmontes de uma câmara.



Fonte: Elaborada pelo autor

Figura 44 - Exemplo do carregamento de explosivos da fase 2 da câmara, TS_N157_W1.



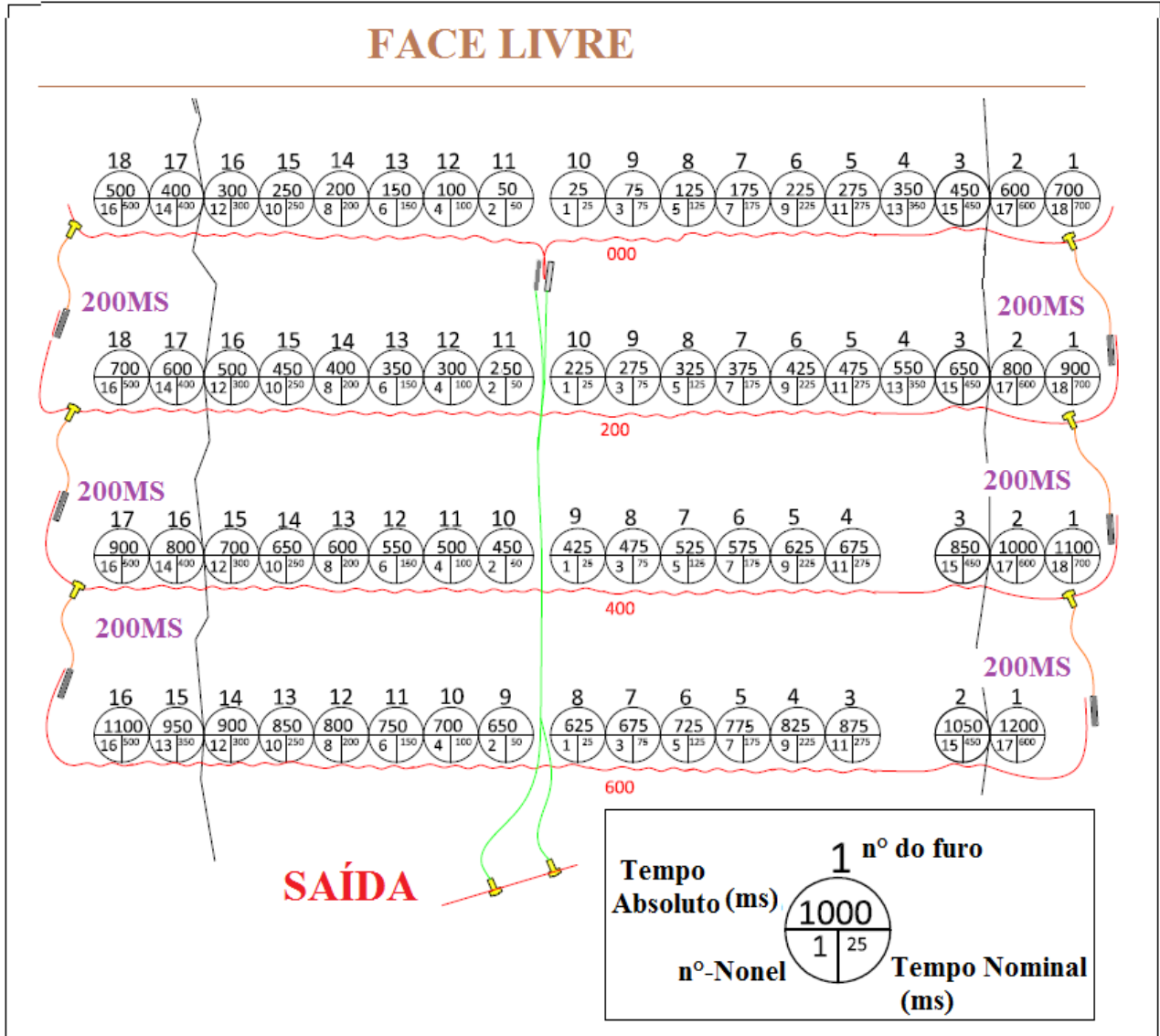
Fonte: Elaborada pelo autor.

Para a execução dos planos de fogo foi criada a seguinte metodologia para a disposição dos retardos de superfície e de fundo, e para o carregamento de explosivos:

- ✓ Cada furo, de uma linha, possui uma série de *Shock tube* de fundo específica, sendo que o furo central recebe o menor tempo e a partir deste, os tempos aumentam em direção aos flancos.
- ✓ Cada linha de perfurações é acionada por um cordel detonante de 10g/m, gerando o tempo “ZERO” da respectiva linha, a partir desse ponto os retardos de fundo predeterminados regem a ordem de detonação das cargas.
- ✓ As linhas consecutivas possuem series *Shock tube* iguais, logo se as linhas possuírem, o mesmo número de furos, compartilharão também a mesma disposição de retardos de fundo.
- ✓ Deve se utilizar retardos entre as linhas, já que estas compartilham a mesma numeração *Shock tube* de fundo, o retardo entre linhas determinará o tempo entre a detonação de furos alinhados na direção do afastamento.

Considerando que cada furo possui um tempo de fundo pré-determinado pelo número *Shock tube* atribuído ao mesmo, e o retardo de superfície é responsável por sequenciar as linhas, o tempo real de detonação de cada furo é dado pelo retardo *Shock tube* de fundo mais o somatório dos retardos de superfície que iniciaram a respectiva linha da qual o furo pertence. A

Figura 45- Demonstra os tempos reais de detonação de um desmorte da câmara TS_N157_E0



Fonte: Elaborada pelo autor.

Foram consideradas questões de segurança operacional relacionada à troca de metodologia nas operações de desmorte, observando se fatores como:

- ✓ Exposição efetiva dos trabalhadores ao ambiente de trabalho próximo ao corte das bancadas, tal como pode ser visualizado na Figura 46.
- ✓ Número de acidentes relacionados a carregamento de explosivos em câmaras.
- ✓ Número de interferências na câmara.

Figura 46 - Operação de limpeza dos furos da câmara TS_N182_E4.



Fonte: Elaborada pelo autor.

A metodologia de desmontes massivos foi aplicada a partir de maio de 2014, e seus resultados foram avaliados a partir dessa data.

4.3.2. Teste de retardos para o desmonte em câmaras.

Os experimentos consistiram em realizar três desmontes de quatro linhas cada, as quais possuíam diferentes retardos entre furos e entre linhas.

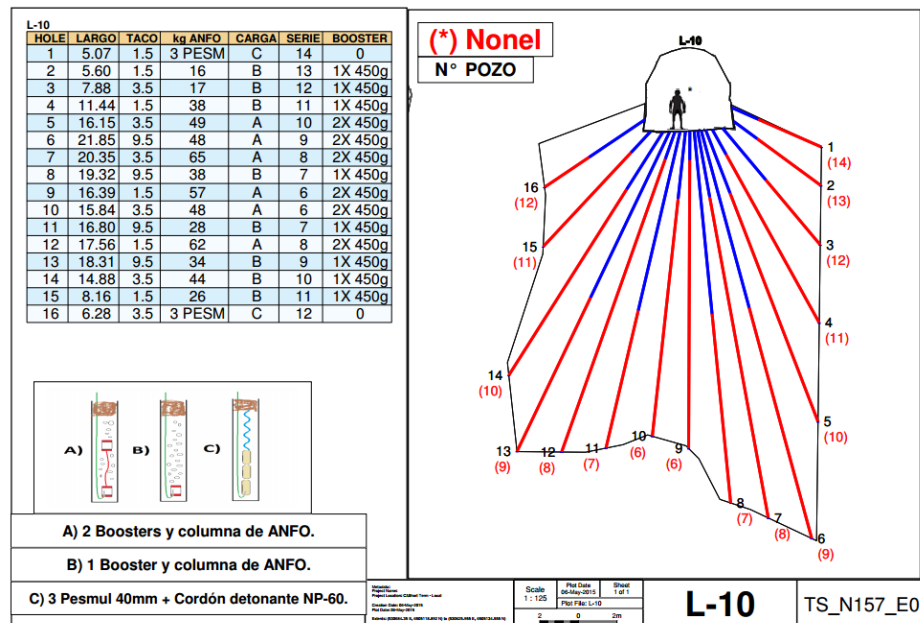
O objetivo dos testes foi determinar qual disposição temporal das cargas geraria o menor pico de vibração nas cercanias. A câmara TS_N157_E0 era do tipo secundária, e por tanto, residia entre pilares artificiais de rocha cimentada (CRF), logo o efeito das vibrações nos pilares de rocha cimentada, era uma preocupação presente.

Para a realização dos testes foi seguida a seguinte metodologia:

- ✓ Escolher um conjunto de doze linhas consecutivas na câmara TS_N157_E0, que possuísem praticamente o mesmo desenho.
- ✓ Agrupar as doze linhas em três desmontes de quatro linhas os quais possuíam volumes semelhantes.
- ✓ Determinar as três configurações de tempos que seriam testadas.
- ✓ Determinar a localização do sismógrafo para o monitoramento das vibrações oriundas do desmonte.
- ✓ Acompanhar o carregamento de explosivos nos três cenários para garantir que o plano fosse seguido.
- ✓ Análise dos dados colhidos com o sismógrafo.

A escolha das linhas que comporiam o estudo foi guiada pela similaridade entre as mesmas. Optou se por linhas que compartilhassem praticamente o mesmo número de furos e a mesma malha de perfuração (1,9m de afastamento e 2,1m de espaçamento), ou seja, as linhas escolhidas residiam em uma seção da câmara que apresentava área regular. A Figura 47, demonstra o plano de carregamento da linha L-10 da câmara TS_N157_E0.

Figura 47 - Plano de carregamento de explosivos da linha 10, câmara TS_N157_E0.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Os três conjuntos de linhas denominados respectivamente de VL-02, VL-03 e VL-04, localizavam-se na parte central da câmara, e já dispunham de face livre plena, por este motivo optou-se por três configurações de retardo de intervalos curtos (25 a 200ms), diferentemente das etapas iniciais da detonação que possuem volume de alívio muito reduzido e necessitam tempos muito mais lentos (500 a 9000ms).

Os três esquemas de retardos testados assim como a distância do monitoramento e as quantidades de explosivos estão resumidos na Tabela 12:

Tabela 12 - Resumo das características dos três testes realizados.

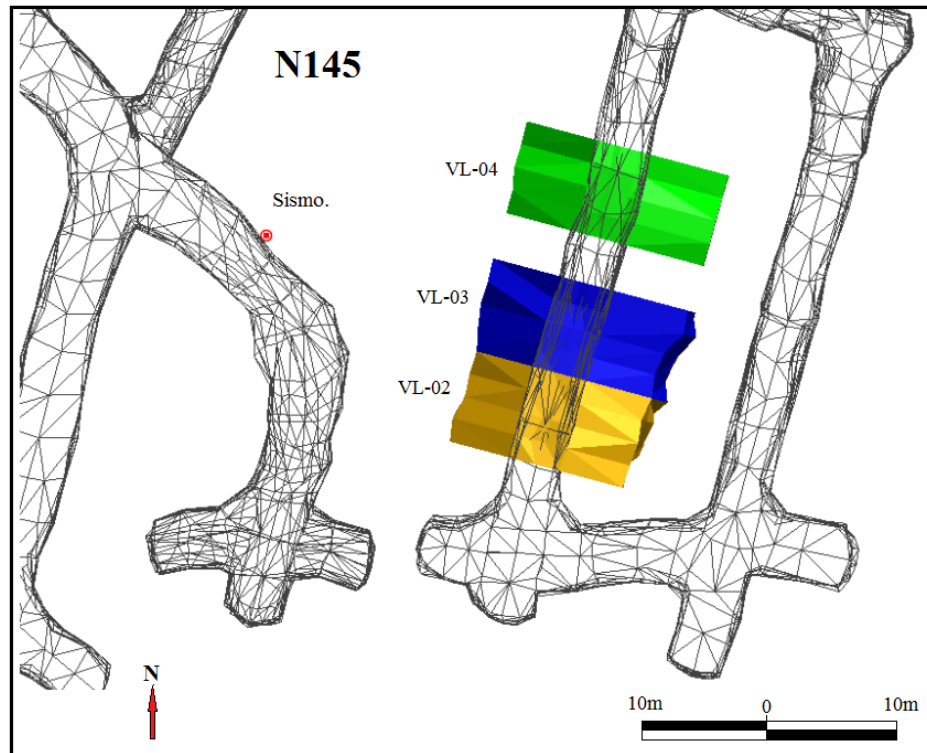
Desmonte	Carga explosiva (kg)	t	RC kg/m ³	Retardo F-F (ms)	Retardo L-L (ms)	Distância sismógrafo (m)	MCI (kg)
VL-02	2140	5800	1.03	25ms	67ms	22	147
VL-03	2144	6200	0.96	50ms	75ms	20	194
VL-04	2516	6500	1.08	50ms	200ms	23	123

Fonte: Elaborada pelo autor.

O ponto de monitoramento foi escolhido de maneira que as distâncias entre o ponto central de cada detonação e o sismógrafo fossem praticamente constantes. O sensor foi instalado em uma galeria de nome AC_N145_R6 paralela à galeria guia da câmara. Após a instalação a posição do mesmo não foi alterada de nenhuma forma, até que os três testes se completassem.

Pelo projeto do nível N145, o sismógrafo estaria protegido dos efeitos das detonações tais como projeção de rocha e sobre pressão de ar, mesmo estando a uma distância linear pequena de 20m dos epicentros das detonações, como pode ser visto na Figura 48.

Figura 48 - Mapa do nível N145, mostrando os conjuntos de linhas: VL-02, VL-03 e VL-04, assim como a posição do sismógrafo.



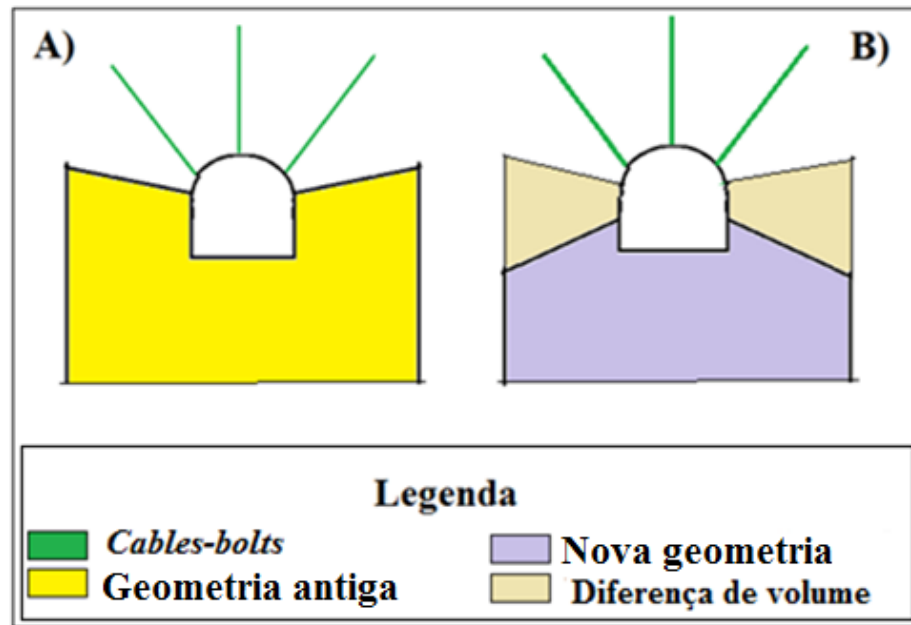
Fonte: Imagem elaborada pelo autor.

4.3.3. Mudança de geometria das câmaras para preservar os cabos de teto.

Tentando reduzir os danos ao teto das câmaras, foi proposto modificar o desenho das câmaras, após as mudanças foram utilizados *scanners* a laser para obter a forma final do vazio com a finalidade de avaliar a eficiência da técnica.

Para diminuir os efeitos negativos do desmonte, em relação ao escoramento de teto, foi proposta a modificação do formato da câmara, partindo de um teto “quadrado” com esquinas pronunciadas que atingiam a mesma altura da galeria guia, para um formato triangular com esquinas baixas na altura do piso da galeria guia. A mudança na geometria das câmaras é descrita na Figura 49.

Figura 49 - Mudança na geometria do teto das câmaras; A) método antigo; B) Método novo.

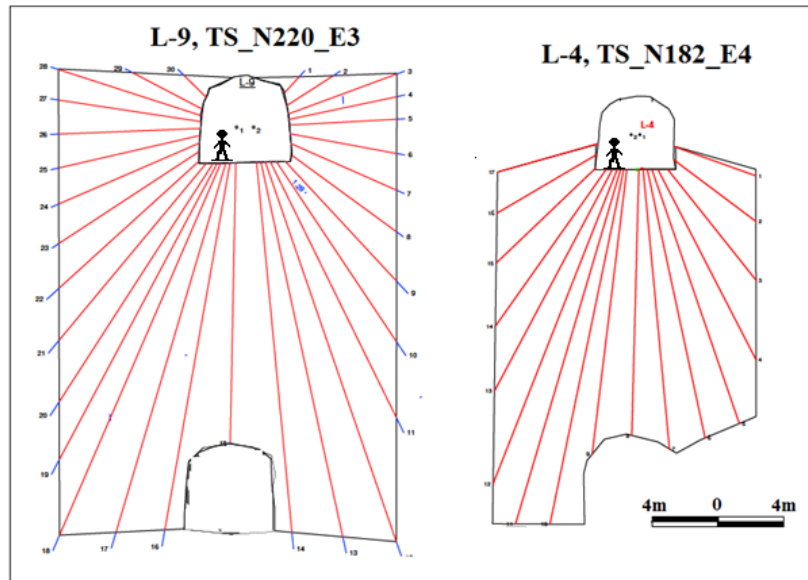


Fonte: Elaborada pelo autor.

Para a implementação da nova configuração de perfuração seguiu-se a metodologia descrita abaixo:

- ✓ Foram levantados dados tais como: volumes de projeto das câmaras, planos de perfuração, fotos e *scanners* a laser, das câmaras já lavradas.
- ✓ Determinou-se que os volumes a serem extraídos por cada câmara, compreenderiam somente o material que se encontrassem abaixo da linha de gradiente (1,5m) da linha da galeria guia e o material remanescente seria extraído com a câmara superior.
- ✓ Se modificaram as perfurações nas linhas excluindo furos próximos aos *cablos-bolts*.
- ✓ Avaliou-se a estabilidade das duas propostas de perfuração, por meio de simulação geomecânica no *software* RS2.

Figura 50- Exemplo dos planos de perfuração das câmaras: TS_N220_E3 (antes das modificações) e TS_N182_E4 (posterior às modificações).



Fonte: Imagem elaborada pelo autor.

O *software* RS2 da Rocscience foi utilizado para avaliar os campos tensionais gerados a partir das duas geometrias de câmaras, a primeira: com teto quadrado e a segunda com teto triangular. A Tabela 13, mostra os dados que foram utilizados na simulação.

Tabela 13 - Dados utilizados no modelo tensional.

Campo tensional	Gravidade
Altitude da superfície	120m
Peso específico da cobertura.	0.027MN/m ³
Razão de tensão (Hor/Vert saindo do Planc	1.5
Razão de tensão (Hor/Vert No plano)	1.5
Tensão horizontal	0
Parâmetros da rocha	
Peso específico	0.027MN/m ³
Modulo de Young	42000 Mpa
Tipo de elasticidade	Isotrópica
Razão de Poisson	0.22
Critério de ruptura	Hoek-Brown Genérico
Resistência a compressão	100 Mpa
Falhamentos	Não

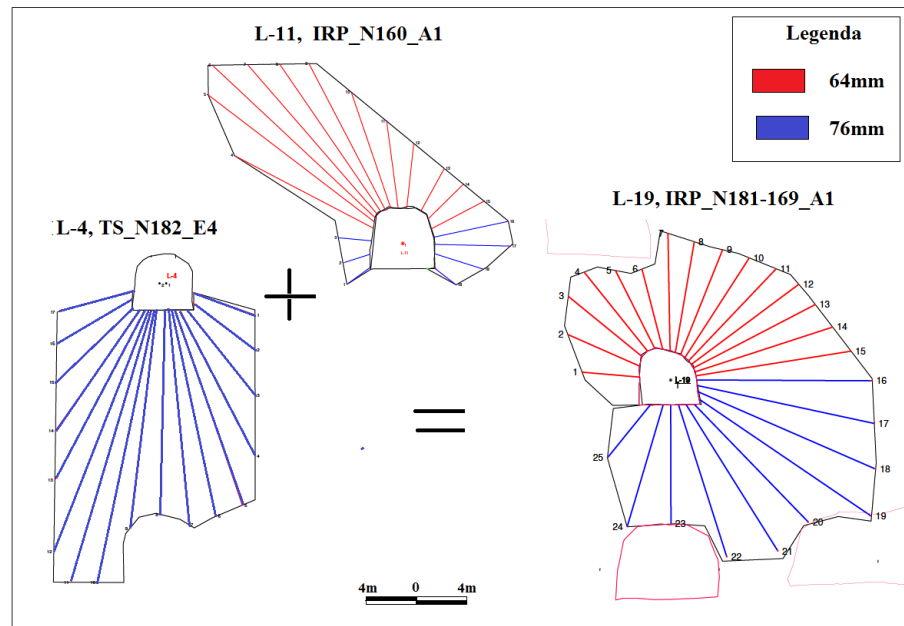
Fonte: Elabora pelo autor.

4.3.4. Teste com esquema de perfuração de Hagan

Com o intuito de diminuir a perfuração específica, foi proposta uma nova malha de perfuração baseada na técnica dos triângulos reorientados de Hagan (1988). Essa técnica redistribui as perfurações para diminuir a concentração de carga próxima à galeria de acesso, aumentando o *spacing* entre os furos, diminuindo o *burden* e defasando as linhas de forma a gerar uma malha triangular ou “*Staged*”.

Para testar a eficiência da nova malha de perfuração, a mesma foi aplicada na câmara IRP_N181-169_A1. A respectiva câmara era composta de perfurações ascendentes e descendentes, ou seja, a malha de perfuração teria que conciliar os diâmetros característicos dos dois cenários, 64mm para furos ascendentes e 76mm para furos descendentes. A Figura 51 exemplifica a combinação entre as técnicas de perfuração ascendente (64mm) e descendente (76mm).

Figura 51- Perfurações nos métodos TS e IRP, comparados à câmara IRP_N181_169_A1.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Como os dois diâmetros, possuíam *burdens* característicos diferentes, se a malha original fosse aplicada, haveria um desencontro entre as linhas de piso e as linhas de teto, logo a unificação dos *burdens* foi proposta para facilitar a operação de perfuração.

Com o uso de diâmetros diferentes para a perfuração do piso e do teto da galeria, e mantendo o mesmo *burden*, era necessário ajustar o *spacing* de cada diâmetro para evitar sobrecarga ou insuficiência energética.

A malha normalmente utilizada para os dois diâmetros e a nova malha proposta estão resumidas na Tabela 14.

Tabela 14 - Malhas de perfuração do método antigo e do novo respectivamente

Malha antiga				Malha nova			
Diâmetro	<i>Burden</i> (m)	<i>Spacing</i> (m)	Malha	Diâmetro	<i>Burden</i> (m)	<i>Spacing</i> (m)	Malha
64 mm	1.6	1.9	Quadrada	64 mm	1.4	2.2	Triangular
76 mm	1.9	2.1	Quadrada	76 mm	1.4	3.5	Triangular

Fonte: Elaborada pelo autor.

Devido as diferenças geométricas das duas malhas de perfuração as razões de carga específicas também são afetadas diminuindo à medida que se aumenta a área específica da malha de perfuração, além de alterar a proporção entre o *burden* e *spacing*, a área específica do diâmetro 76mm foi aumentada em 22%, a **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.** demonstra as variantes das duas malhas de perfuração, antiga e nova, para os respectivos diâmetros.

Tabela 15 - Variantes geométricas das malhas de perfuração.

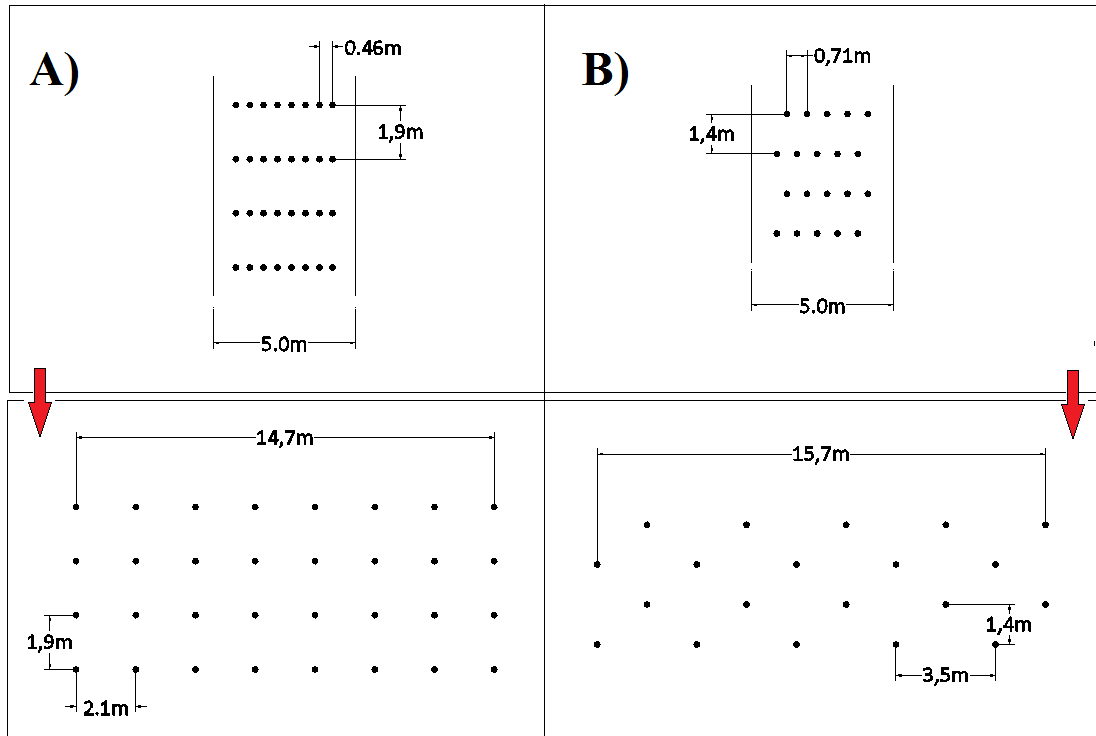
	Diâmetro	Litros de explosivo/m	<i>B</i> (m)	<i>S</i> (m)	<i>B * S</i>	Razão de carga mínima kg/m ³
Malha antiga	76 mm	4,53	1,9	2,1	3,99	1,135
	64 mm	3,22	1,6	1,9	3,04	1,059
Malha nova	76 mm	4,53	1,4	3,5	4,9	0,924
	64 mm	3,22	1,4	2,2	3,08	1,045

Fonte: Elaborada pelo autor.

A alteração da malha antiga para o novo método, baseado na teoria de Hagan, possibilita que a concentração de carga perto do emboque dos furos seja reduzida. Invariavelmente, devido à disposição radial das perfurações, haverá um maior volume de explosivos na região mencionada.

Porém defasando as linhas sucessivas e aumentando o *spacing* é possível gerar o efeito descrito na Figura 52, na qual é possível visualizar as malhas tanto na extremidade dos furos (fundo), quanto na zona de emboque.

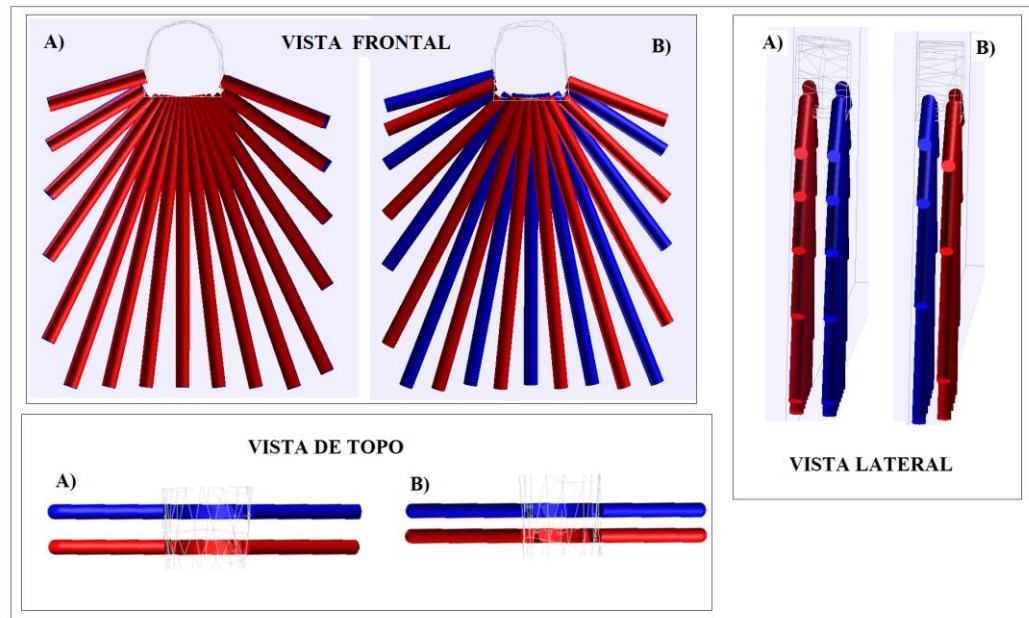
Figura 52 - Malha 1,9 x 2,1m: acima malha aparente na galeria, abaixo malha real; B) Malha 1,4 x 3,5m, acima malha aparente na galeria, abaixo malha real.



Fonte: Elaborada pelo autor.

A Figura 53 permite a visualização em várias vistas de dois pares de linhas teóricas sucessivas, a primeira perfurada com a malha antiga e a segunda com o novo método, cada furo possui um raio de influência de 0,4m para melhorar a visualização.

Figura 53 - Malhas de perfuração; A) Normal; B) Hagan adaptado.



Fonte: Elaborada pelo autor.

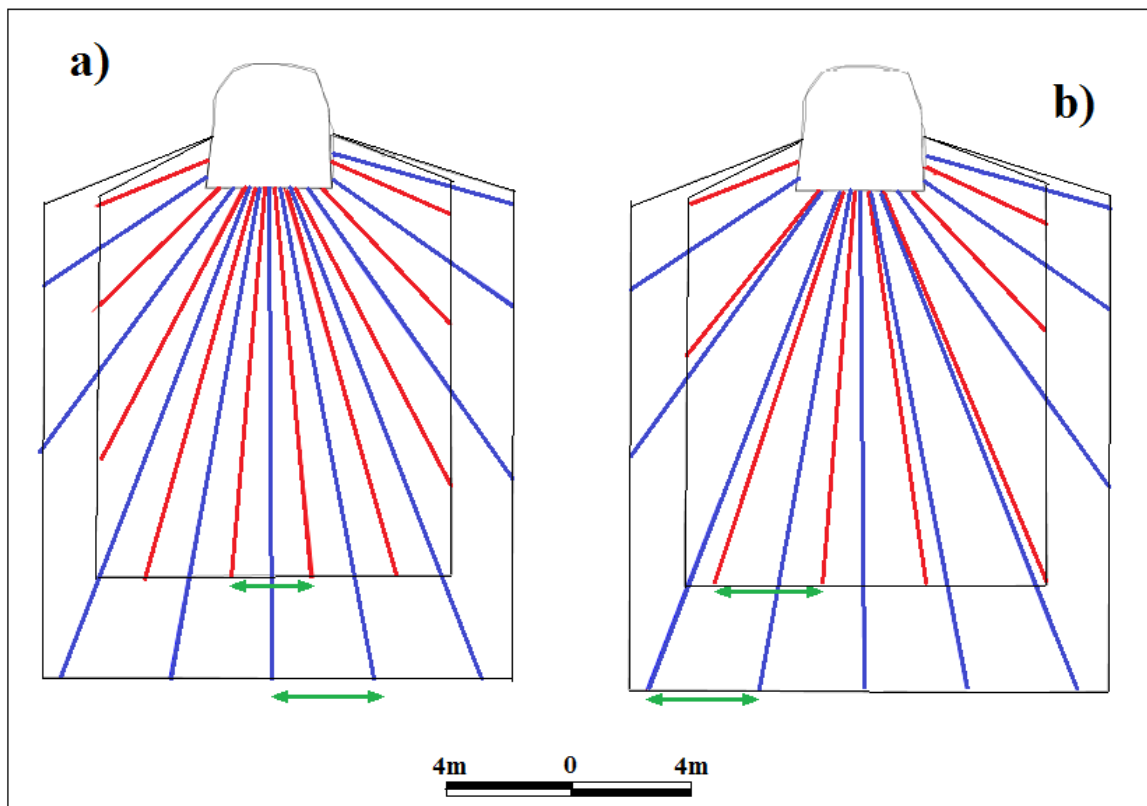
Gerar o efeito de uma malha triangular, em um esquema de perfuração em leque, é particularmente difícil quando os contornos da câmara não são uniformes, devido às mudanças de área das seções do bloco a ser perfurado, o que provoca variação na quantidade de furos dificultando que se projete o ponto de bissetriz, logo a estratégia para garantir uma defasagem entre os furos de uma linha para a outra foi a seguinte:

- ✓ Irradiar as perfurações da primeira linha com os *spacing* específicos de cada diâmetro, no ponto de encontro com o contorno da câmara projetada.
- ✓ Repetir a primeira linha na posição da linha consecutiva, e ajustar os contornos.
- ✓ A partir da cópia de primeira linha, se posicionam os furos na bissetriz do espaçamento da linha original, feito isso, se apaga os furos que serviram de base, e se obtém um plano de perfurações que é defasado exatamente meio *spacing* da linha original.
- ✓ Nos casos em que linhas consecutivas não apresentem o mesmo tamanho, é necessário adaptar as perfurações para garantir uma defasagem apropriada, logo se priorizou exagerar os *spacing* em zonas que se encontrassem em balanço, e diminuir o *spacing* em zonas muito engastadas.

Como a câmara 181-169_A1 possuía secções irregulares crescentes, ou seja, as áreas das linhas aumentavam à medida que a câmara crescia, foi necessário ajustar linha por linha para garantir que não houvesse insuficiência energética nas linhas maiores e se mantivesse uma defasagem apropriada.

A Figura 54 demonstra o efeito de perda de defasagem ou distorção no *spacing* devido à mudança na área das linhas de perfuração.

Figura 54 - Efeito da distorção do *spacing*, a) mantendo a bissetriz, mas alterando o *spacing*; b) mantendo o *spacing*, mas perdendo a bissetriz.



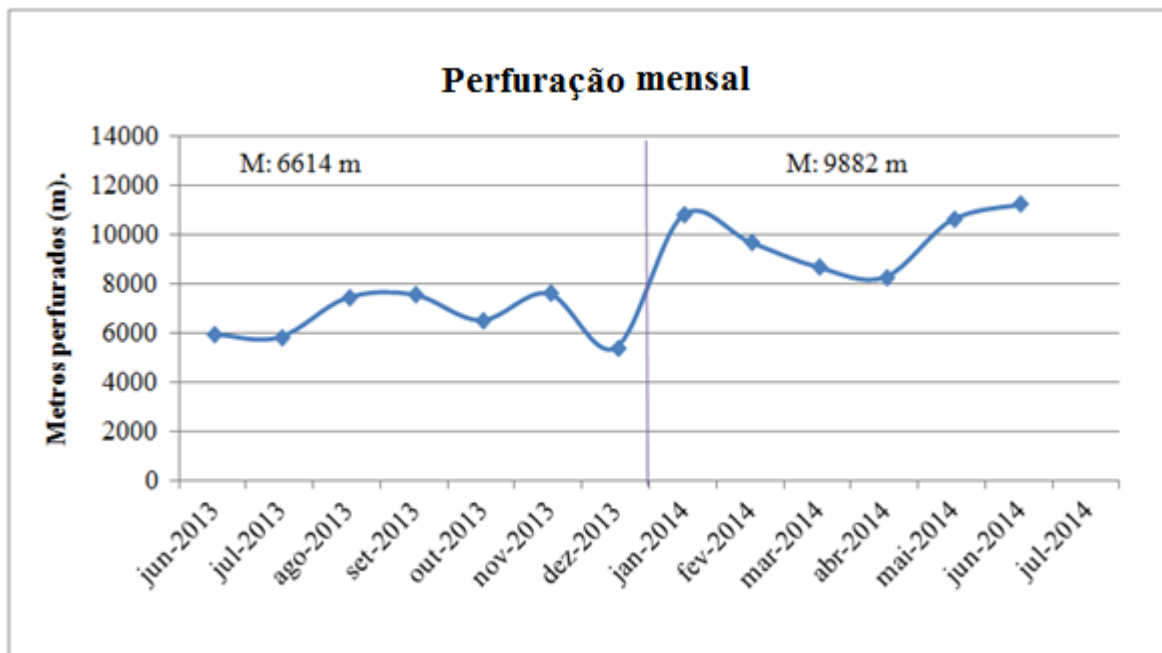
Fonte: Elaborada pelo autor.

5. RESULTADOS E DISCUSSÃO

5.1. Desmontes massivos discussão

A partir de janeiro de 2014, as atividades de perfuração e carregamento de explosivos foram segregadas, com a finalidade de aumentar a eficiência de ambos os processos, antecipando a metodologia de desmontes massivos, a segregação entre as atividades de perfuração e carregamento de explosivos, foi bem sucedida em aumentar o rendimento das perfuratrizes, partindo de um média de 6614m de perfuração radial, no período entre junho e dezembro de 2013, para 9882m de perfuração entre os meses de janeiro e julho de 2014, um aumento médio de aproximadamente 49%. A Figura 55 mostra o rendimento mensal das perfuratrizes radiais e comprova o aumento do mesmo a partir de janeiro de 2014.

Figura 55 - Gráfico da perfuração radial entre os meses de junho de 2013 a julho de 2014



Fonte: Elaborada pelo autor.

A maior capacidade de perfuração mensal, foi à base para a implementação dos desmontes massivos, uma vez terminada a perfuração das câmaras era essencial que as mesmas entrassem em produção o mais rápido possível.

O conceito de desmontes massivos foi aplicado a partir de maio de 2014, e obteve-se resultados positivos primeiramente na redução do número total de eventos de detonação, por câmara, de 16,2 eventos para 4,5 eventos de detonação após a aplicação do método. Consequentemente a média de toneladas por desmonte, que antes da mudança era de aproximadamente 2.533t por evento de detonação, subiu para 5.971t.

A redução do número de eventos de detonação por câmara é resultado do aumento de eficiência nos processos de planejamento e execução das atividades de desmonte. Tal mudança acarretou em uma menor exposição dos trabalhadores em zonas de risco, como as bordas das bancadas, e possibilitou a manutenção de um ritmo acelerado de produção diferentemente dos meses anteriores. A **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.** apresenta os dados correlatos ao desmonte das câmaras no período de maio de 2013 até fevereiro de 2015.

A partir de maio de 2014 começando pela câmara, TS_N182_W2, destacada na Tabela 16, é possível notar a diminuição do número de desmontes e consequentemente um aumento nas toneladas médias por desmonte, resultado da metodologia de desmontes massivos.

Tabela 16 - Número de desmontes por câmara.

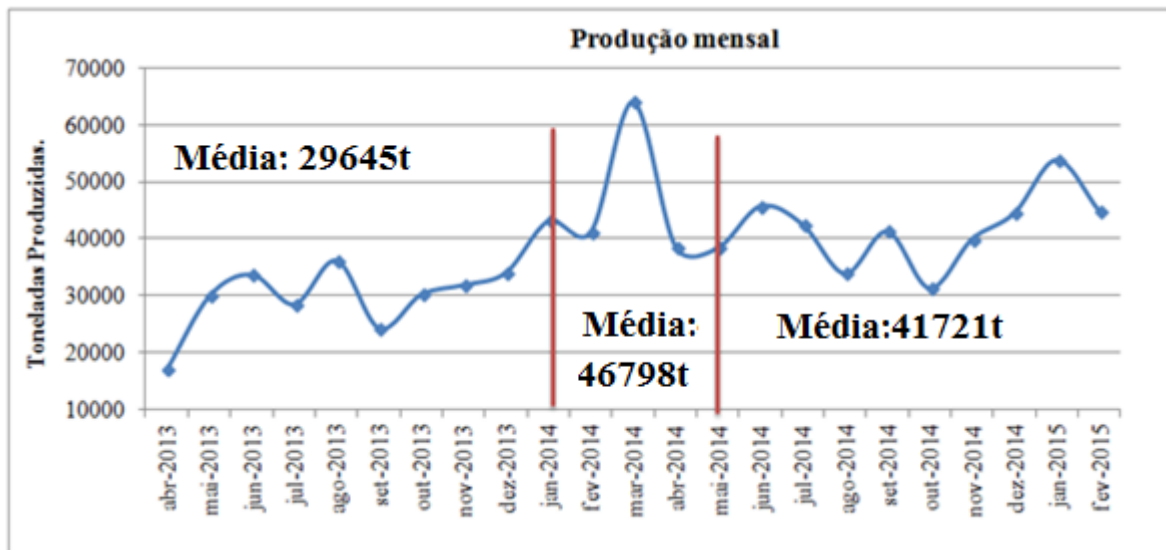
Câmara	Nº desmontes	Toneladas	Data início	t por desmonte
TS_N182_E2	6	62933	18/02/2015	10489
TS_N182_E4	5	24987	01/02/2015	4997
TS_N182_W3	6	34188	09/01/2015	5698
TS_N145_W1	3	15031	05/01/2015	5010
TS_N145_E0	4	18484	26/12/2014	4621
TS_N145_W3	3	17089	02/12/2014	5696
TS_N157_EA	5	37720	08/12/2014	7544
TS_N157_E3	4	25836	25/09/2014	6459
TS_N157_W3	4	21944	21/08/2014	5486
TS_N157_E1	4	13929	13/08/2014	3482
TS_N182_W4	7	39370	07/07/2014	5624
TS_N157_W1	3	13929	09/06/2014	4643
TS_N182_W2	5	39370	09/05/2014	7874
TS_N182_E1	17	49278	11/04/2014	2899
TS_N195_W1	8	24300	21/03/2014	3038
TS_N182_E3	11	46129	24/02/2014	4194
TS_N220_W1	11	21308	12/02/2014	1937
TS_N195_E1	27	30525	26/12/2013	1131
TS_N195_E3	18	33544	18/11/2013	1864
TS_N195_E2	18	33426	29/10/2013	1857
TS_N220_E2	20	59063	03/09/2013	2953
TS_N220_E1	17	47014	17/07/2013	2766
TS_N195_E4	15	40488	28/05/2013	2699

Fonte: Elaborada pelo autor.

Os resultados das mudanças aplicadas podem ser visualizados no gráfico da Figura 56, que apresenta a produção mensal de minério da mina *Arenal Deeps*. É possível perceber o aumento na produção após a aplicação da segregação entre perfuração e desmonte a partir de janeiro de 2014, e a manutenção das altas taxas de produção cerca de 40% maiores do que o período anterior às mudanças, a partir de maio de 2015 após a aplicação dos desmontes massivos.

O gráfico da produção mensal revela uma tendência de melhora na produção, o que reforça a eficácia das medidas adotadas como um todo.

Figura 56 - Produção mensal de minério.



Fonte: Elaborada pelo autor.

A redução no número de eventos de detonação por câmara, gerou uma menor necessidade de exposição dos trabalhadores aos vértices das bancadas, com mais linhas sendo detonadas por evento de desmonte. Somente a primeira linha exige que os funcionários se aproximem da beirada da bancada e após o carregamento dessas, as linhas subsequentes distanciam-se cada vez mais da zona de risco. Anteriormente a aplicação da metodologia ocorram apenas dois acidentes relacionados ao carregamento de explosivos nos vértices de bancada. Ambos não resultaram em ferimentos aos trabalhadores, porém teriam sido evitados ou amenizados caso a metodologia de desmontes massivos já estivesse sendo utilizada, devido as características da técnica de desmonte em muitas etapas, a qual danifica repetidamente a rocha zona de carregamento, aumentando assim os riscos de desprendimentos.

Após a aplicação da mesma não se reportou nenhum acidente relacionado a desprendimentos de rocha, durante o carregamento de explosivos em câmaras.

5.2. Testes com diferentes retardos nos desmontes de câmara

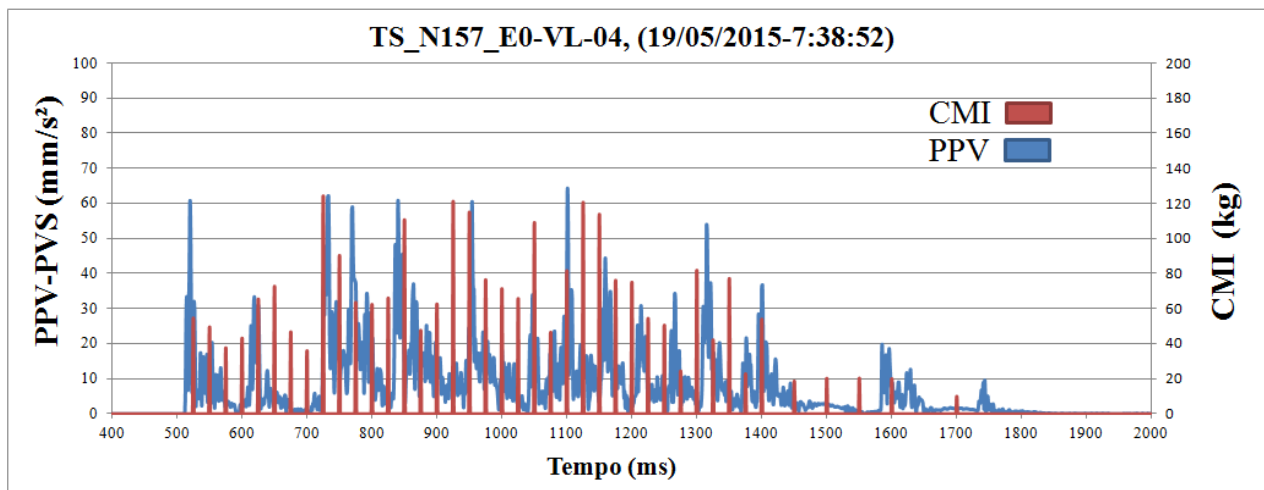
Os testes com diferentes configurações de retardos foram realizados entre os dias 6 e 19 de maio de 2015. As Figura 57, Figura 58 e Figura 59, apresentam as vibrações medidas nos três eventos

utilizando a soma vetorial das componentes (T-R-V). Explorando a técnica de medição *near field vibration*, a qual permite uma melhor compreensão do evento de desmorte, devido à proximidade do monitoramento a resolução dos dados é tal que é possível visualizar as vibrações oriundas de cada furo individualmente.

Com base nos resultados obtidos é possível perceber que as menores intensidades de vibração ocorreram na configuração VL-04, que possuía 50ms entre furos e 200ms entre linhas. O máximo pico de velocidade de partícula medido foi de 63mm/s, sendo a configuração mais lenta com aproximadamente 1250ms de duração total. A VL-04 apresentava uma menor probabilidade de acoplamento de ondas devido a sobreposição de retardos. A relação entre os retardos furo-furo (F-F) e linha-linha (L-L) possuía valores entre 2.7 – 4, com predominância do maior, o que garantia muito mais alívio para a detonação. A mesma quantidade de explosivo detonando em uma janela de tempo maior, gerou menores intensidades de vibração, devido a um maior alívio disponível, a energia provida pelo explosivo foi direcionada a principalmente a fragmentação, diminuindo os efeitos secundários no maciço rochoso remanescente.

Contudo é provável que essa configuração tenha gerado impactos negativos na fragmentação já que a cooperação entre as cargas foi quase nula, devido aos grandes intervalos de tempo; todavia não foram necessárias detonações secundárias.

Figura 57 - Registro sismográfico da VL-04.

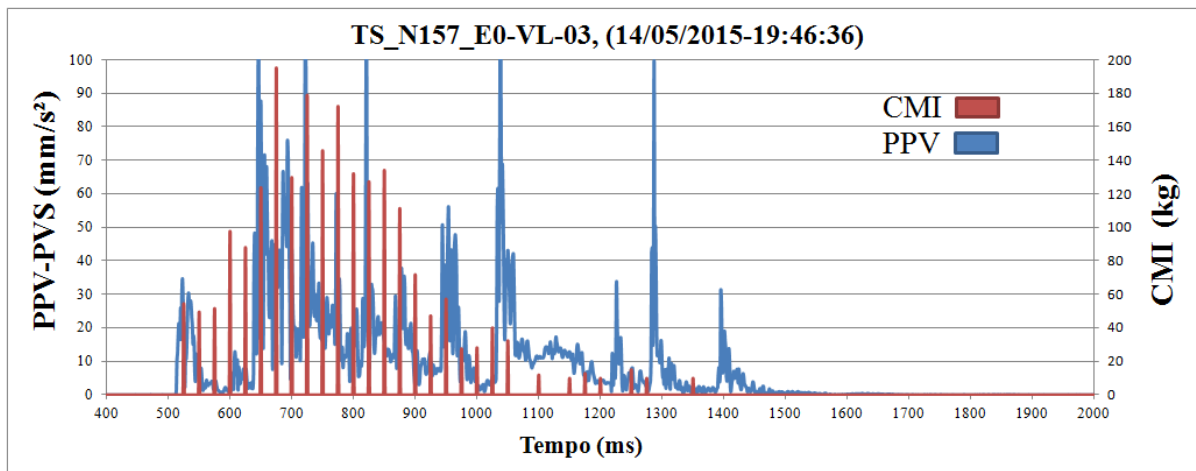


Fonte: Elaborada pelo autor.

A detonação VL-03, apresentou picos de velocidade de partícula superiores a 120mm/s, devido a uma inconsistência entre os retardos F-F e L-L, 50ms e 75ms respectivamente. Os dois

apresentavam valores muito próximos com relação entre 0.5 - 1.5, o que ocasionava uma sequência “apertada” de saída do material detonado, mesmo com uma duração razoavelmente longa de 900ms. A VL-03 apresentou as maiores vibrações medidas.

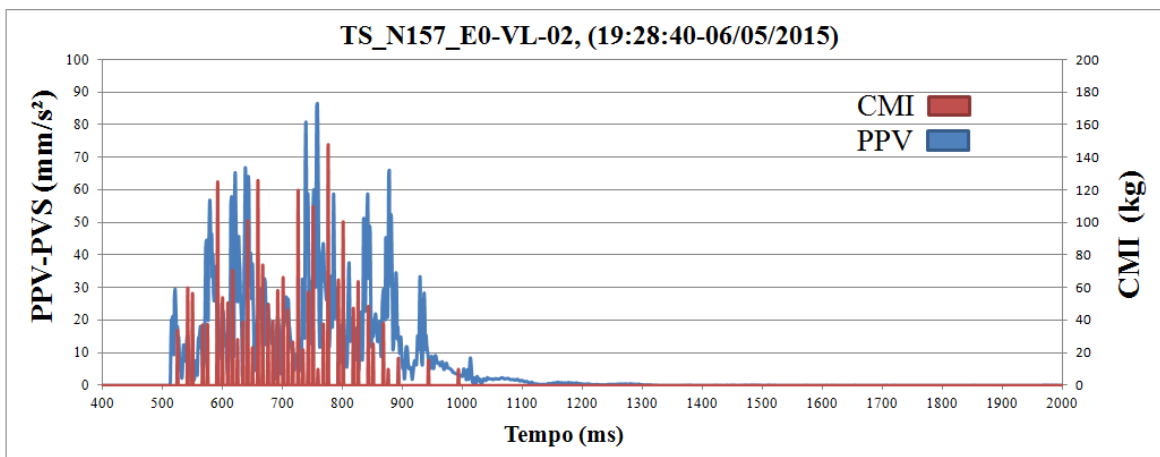
Figura 58 - Registro sismográfico da VL-03.



Fonte: Elaborada pelo autor.

A VL-02 com retardos de 25ms F-F e 67ms L-L, apresentou valores intermediários de pico de vibração com valor máximo de 86mm/s, mesmo sendo a detonação mais rápida com 550ms de duração total. A VL-02 não apresentou os maiores valores de vibração porque a mesma possuía uma relação constante de 2,68 entre os retardos F-F e L-L.

Figura 59 - Registro sismográfico da VL-02.



Fonte: Elaborada pelo autor.

5.3. Mudança de geometria das câmaras

A partir de julho de 2014, começando pela câmara TS_N182_W4, foi aplicada a nova geometria das câmaras, a mesma provou ser válida como medida para assegurar a preservação da meia secção da galeria, e conseqüente preservação dos cabos de teto (*cabre-bolts*).

A nova geometria foi aplicada em onze câmaras, e foi bem-sucedida em preservar os cabos de teto em praticamente todos os casos, com exceção da TS_N182_E2, a qual se comunicou com a câmara primária ao lado, devido a que está possuía desenho antigo de perfuração, o que ocasionou um colapso parcial do teto. A Tabela 17 lista as câmaras em que a mudança de geometria foi aplicada.

Tabela 17 - Lista das câmaras nas quais o teto foi preservado.

Câmara	Preservação do teto	Toneladas	Data Início
TS_N182_E2	X	62933	18/02/2015
TS_N182_E4	Ok	24987	01/02/2015
TS_N182_W3	Ok	34188	09/01/2015
TS_N145_W1	Ok	15031	05/01/2015
TS_N145_E0	Ok	18484	26/12/2014
TS_N145_W3	Ok	17089	02/12/2014
TS_N157_EA	Ok	37720	08/12/2014
TS_N157_E3	Ok	25836	25/09/2014
TS_N157_W3	Ok	21944	21/08/2014
TS_N157_E1	Ok	13929	13/08/2014
TS_N182_W4	Ok	39370	07/07/2014

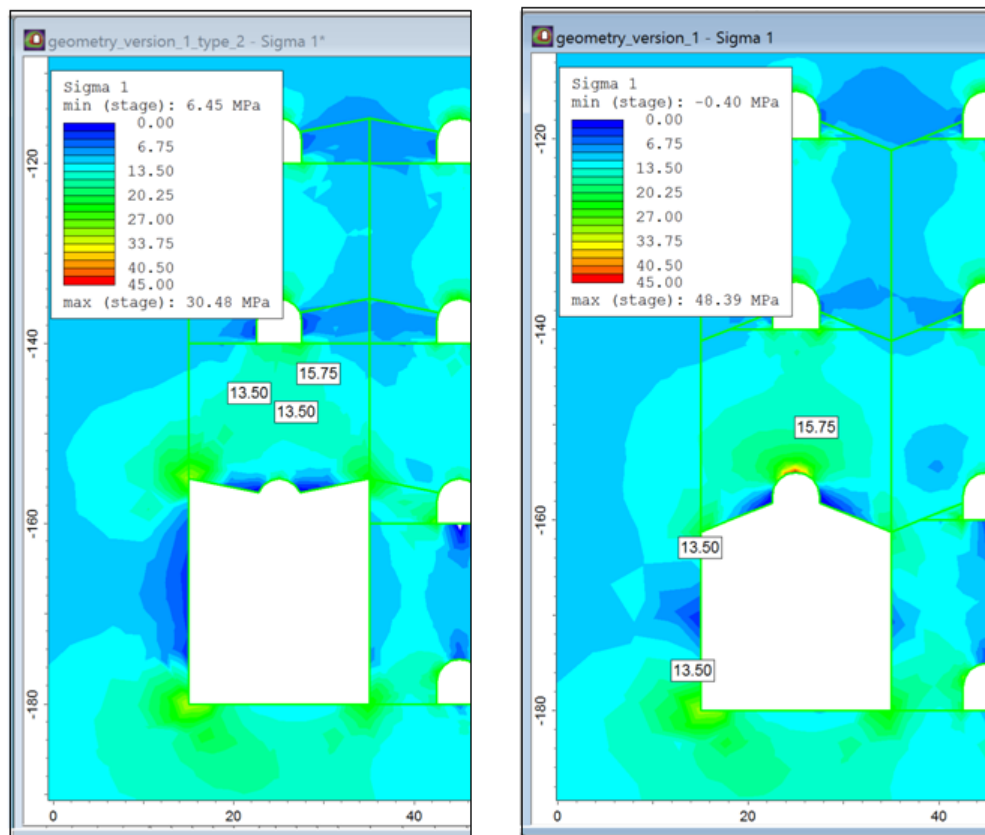
Fonte: Elaborada pelo autor.

As simulações realizadas com o software RS2 mostraram as diferenças tensionais entre as duas configurações de forma final das câmaras. A nova configuração, que excluía os furos altos das laterais das galerias, apresentou zonas de relaxamento afastadas do ponto central da galeria de acesso, a qual se encontra em pequena compressão em seu centro criando um efeito arco que auxilia à atuação dos *cabre-bolts*, como pode ser observado na Figura 60. Evitando assim os

desprendimentos de rocha que poderiam inutilizar o ancoramento ativo dos cabos, relaxando o cabo pela perda de tensão da placa de aço.

A configuração antiga, por sua vez, apresenta zonas de relaxamento muito próximas às zonas de ancoramento dos *cables-bolts*, Figura 60, o que poderia gerar desprendimentos de rocha que aliviariam a tensão imposta pelo elemento de fortificação. Apresentam se acúmulos de tensão nas esquinas da câmara, o que poderia agravar a situação de desprendimentos de teto.

Figura 60- Mapas de tensões resultantes das duas configurações de perfuração; Esquerda: esquema de perfuração com furos altos; Direita: Esquema novo de perfuração excluindo furos altos.



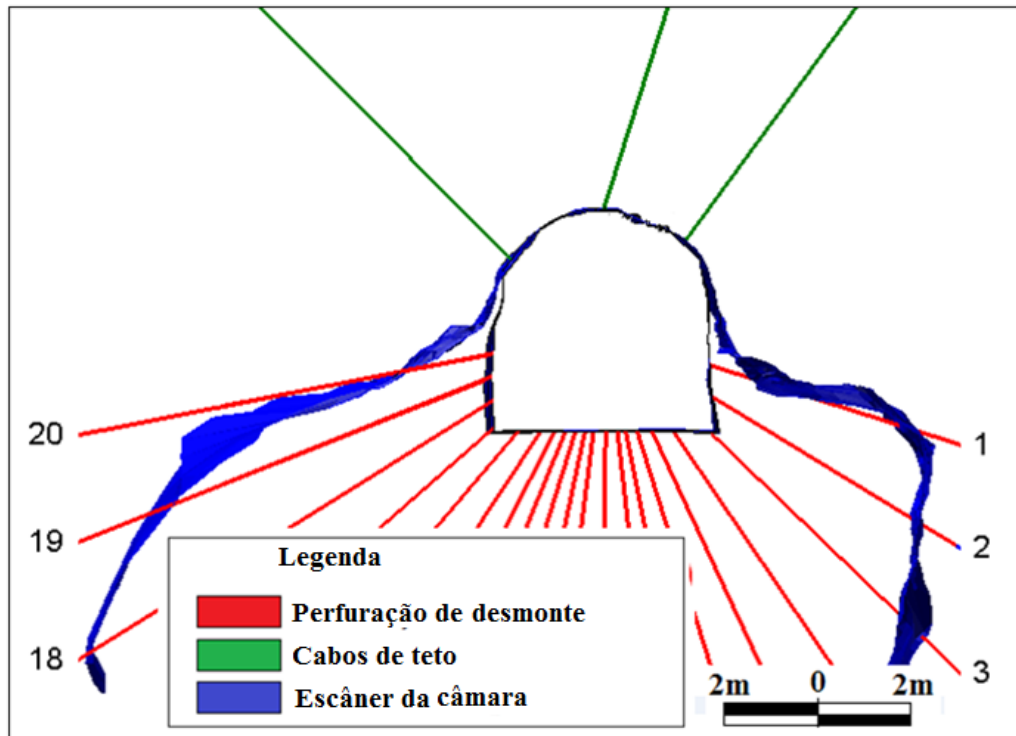
Fonte: Elaborada pelo autor.

O *scanners* a laser provam: que a mudança de geometria das câmaras manteve o formato do teto da galeria intacto após o evento de desmonte. O que por sua vez preservou a tensão dos elementos de fortificação ativos (*cabre-bolts*), garantindo uma segurança extra contra desprendimentos de rocha do teto, como pode ser observado nas

Figura 61, Figura 62, Figura 63 e

Figura 64.

Figura 61 - Escâner da câmara TS_N157_E4, sobreposto a linha L-15 e os cabos de teto.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 62 - Foto da câmara TS_N157_E4, demonstrando a preservação dos cabos de teto.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 63 – Foto da câmara TS_N182_E4, demonstrando a preservação dos cabos de teto.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 64 – Foto da câmara TS_N157_E2, demonstrando a preservação dos cabos de teto.

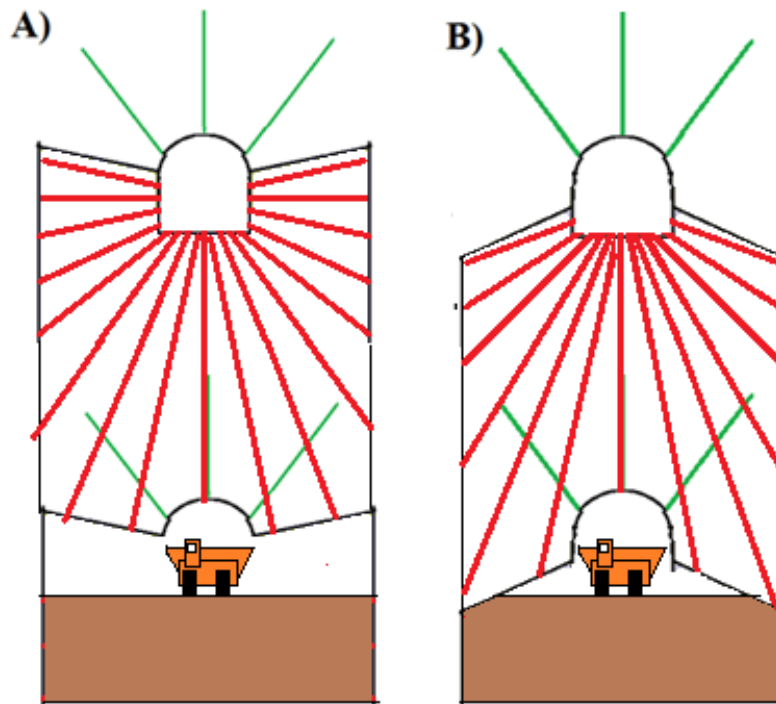


Fonte: Elaborada pelo autor.

A preservação do formato da galeria após o desmonte é vantajoso por assegurar uma área fortificada para a posterior circulação das *LHD*'s, quando a câmara em questão esteja preenchida com material estéril e sirva de base para extração do material da câmara superior, como pode se observar na Figura 65. As figuras Figura 66 e Figura 67 mostram exemplos das configurações finais das câmaras que utilizaram ambos os métodos de perfuração.

A configuração antiga de perfuração gera uma grande largura da área de circulação da carregadeira e carregamento de minério após o desmonte da câmara inferior. Por outro lado, a nova configuração de perfuração preserva a meia secção de galeria de carregamento após o desmonte da câmara.

Figura 65 – A) Configuração antiga de perfuração; B) Nova configuração de perfuração.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 66 - Foto da operação de preenchimento da câmara TS_N195_E1, mostrando a grande extensão de teto não fortificado, e a irregularidade do mesmo devido à caída de blocos.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 67 - Foto da câmara TS_N182_E1, demonstrando a preservação parcial da seção da galeria guia, após a abertura da câmara.



Fonte: Elaborada pelo autor.

5.4. Teste com malha de perfuração HAGAN

A nova malha de perfuração foi aplicada na câmara N181_169_A1, em dezembro de 2015. A mesma apresentou um consumo de perfuração total de 3.922m, utilizando dois diâmetros de perfuração: 64mm e 76mm. Considerando que o volume total desmontado foi de 25.014t, o consumo específico de perfuração foi de 0,156m/t. Quando comparado com os históricos de consumo de perfuração a nova malha apresentou uma economia de 16%, em metros totais perfurados, ou seja, se a câmara N181_169_A1 fosse inteiramente perfurada com a mesma proporção entre os diâmetros 64mm e 76mm, e fossem utilizadas as malhas usualmente utilizadas, o consumo de perfuração seria 16% maior. A **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.** apresenta o consumo de metros e os valores teóricos de perfuração específica dos diâmetros utilizados.

Tabela 18 - Consumo de metros de perfuração da câmara IRP_N181-169-A1.

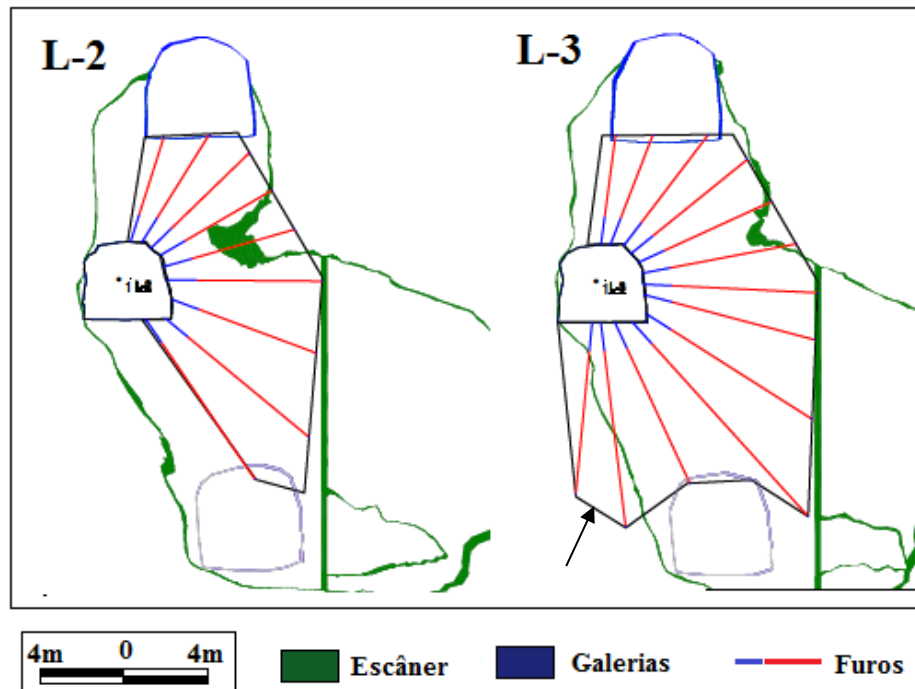
Diâmetro	Metros perfurados	m/t - Histórico
64mm	1928	0,216
76mm	1994	0,158
Total	3922	0,1865

Fonte: Elabora pelo autor.

Analisando o sólido final escaneado da câmara IRP_N181_169_A1, é possível notar que houve muitas zonas de sub-escavação (*under-break*) nas secções da mesma. De fato, a recuperação real foi de 76%, cerca de 9% inferior à média histórica do método que é de 85%. Logo a técnica não apresentou bons resultados no tocante a recuperação do material planejado, As figuras

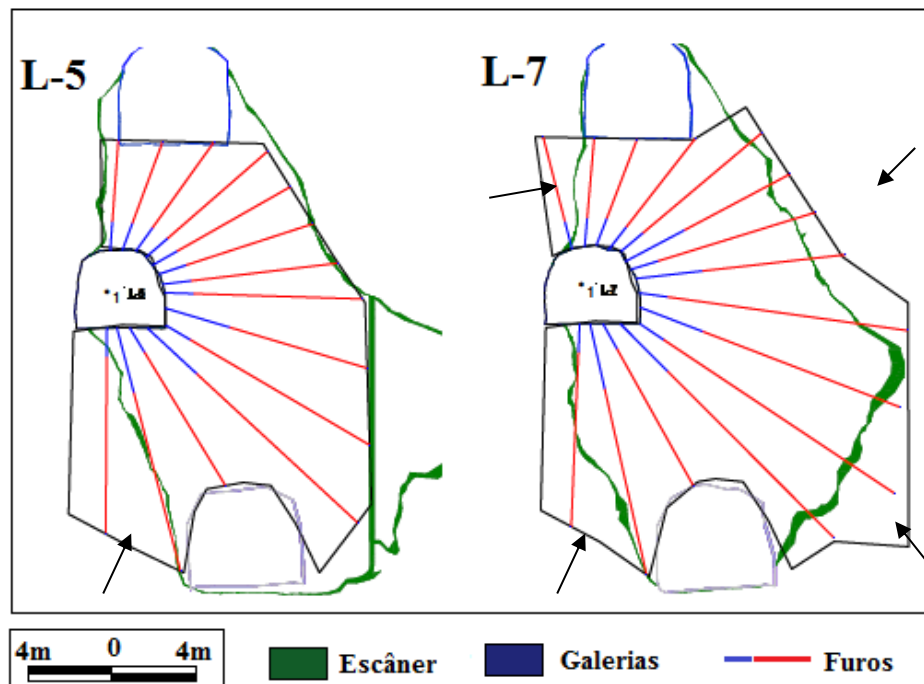
Figura 68Figura 69Figura 70 e Figura 71 apresentam secções da câmara sobrepostas às linhas de perfuração, possibilitando avaliar as zonas de sub-escavação assinaladas com as setas negras.

Figura 68 - Escâner sobreposto às linhas de perfuração L-2 e L-3.

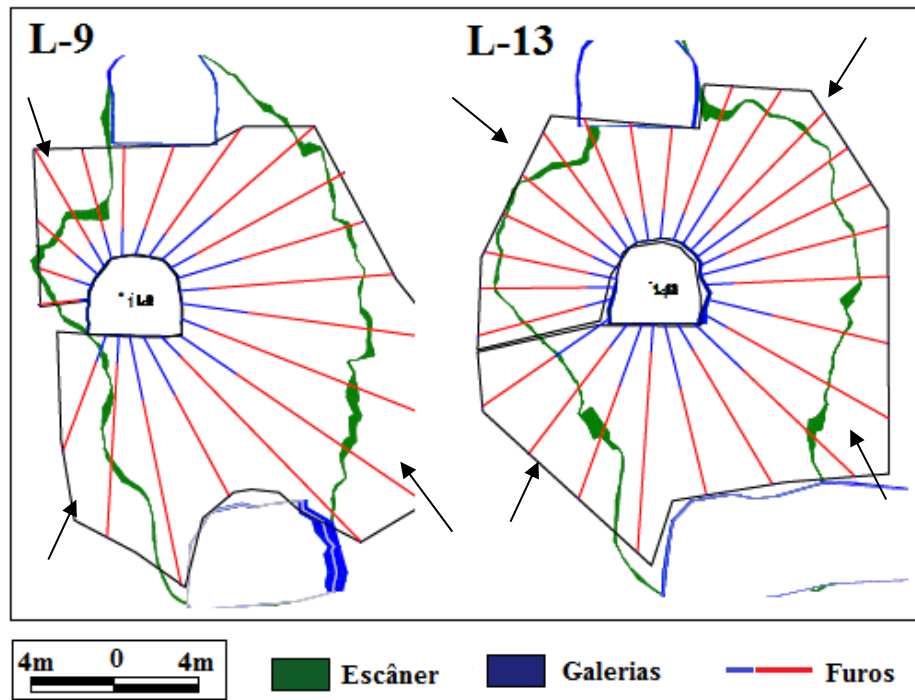


Fonte: Elaborada pelo autor.

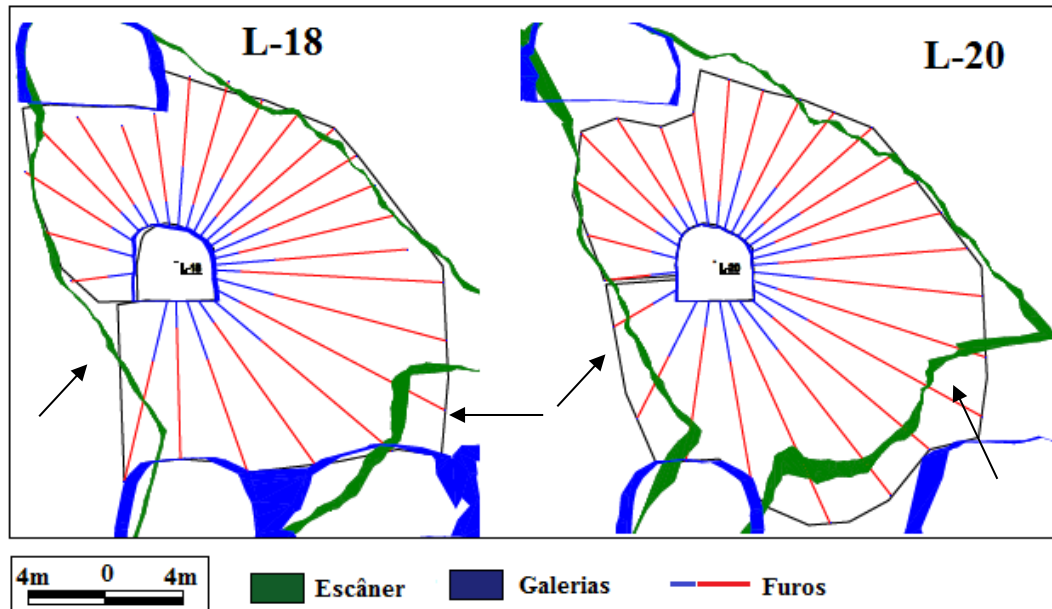
Figura 69 - Escâner sobreposto às linhas de perfuração L-5 e L-7



Fonte: Elaborada pelo autor.
 Figura 70 - Escâner sobreposto às linhas de perfuração L-9 e L-13.



Fonte: Elaborada pelo autor.
 Figura 71 - Escâner sobreposto às linhas de perfuração L-18 e L-20.



Fonte: Elaborada pelo autor.

6. CONCLUSÕES

Essa dissertação tratou dos temas correlatos a perfuração e desmonte de rocha aplicados ao método câmaras em sub-níveis. Baseando se em monitoramentos sismográficos, *scanners* a laser de cavidades, utilização de softwares de visualização 3D e registros operacionais, foi possível propor as metodologias descritas no Item 4.2, as quais objetivaram sanar as principais deficiências detectadas na operação de perfuração e desmonte de rocha na mina *Arenal Deeps*, tais como: baixo rendimento do ciclo de produção e sobre quebra do teto das câmaras.

Além da tentativa de resolução dos principais problemas, esse trabalho apresentou um experimento para determinação da melhor sequência temporal para utilização nos desmontes em câmaras, assim como uma avaliação de eficiência de uma nova malha de perfuração seguindo os conceitos de Timothy Hagan.

Revisitando os objetivos traçados no item 1.2, é possível concluir que os mesmos foram satisfatoriamente atingidos no decorrer deste trabalho.

6.1. Utilizar medidas de vibrações, *near field vibration*, para diagnosticar a eficiência dos desmontes

As medidas de vibração foram essenciais como ferramenta para a avaliação das diferenças dos planos de fogo apresentados na secção 4.2.2.

A técnica de medição *near field vibration*, permitiu uma melhor compreensão do evento de desmonte, à proximidade do monitoramento gerou uma resolução dos dados sismográficos, suficiente para visualizar as vibrações oriundas de cada furo individualmente.

Permitindo a comparação fina entre as distintas disposições de retardos testadas, por meio do monitoramento sismográfico foi possível distinguir qual disposição de retardos minimiza os efeitos do desmonte em seus arredores, tais como: pilares galerias vizinhas e infraestrutura de mina. Logo a mesma se mostra como uma ferramenta essencial para o acompanhamento de eventos de desmonte em subterrâneo.

6.2. Utilizar scanners a laser para avaliar desempenho dos desmontes

Os escâneres a laser serviram para determinar as formas finais das câmaras, da mesma forma serviram para avaliar as mudanças propostas quanto à forma da cavidade deixada após cada desmonte, possibilitando a obtenção da recuperação real dos sólidos planejados, o que permite a comparação entre as diferentes técnicas de desmonte.

6.3. Metodologia de desmontes massivos

A segregação das operações de perfuração e desmonte, antecedeu a implementação dos desmontes massivos e se mostrou muito vantajosa do ponto de vista do aumento da eficiência na produção de mina. Após a aplicação da mesma, as perfuratrizes aumentaram seu rendimento em 49% em comparação aos seis meses anteriores. As metodologias propostas tornaram possível a diminuição da média de 16,2 eventos de desmonte por câmara, para 5,2 eventos, aumentando consequentemente as toneladas médias por desmonte de 2.533t para 5.971t. Fundamentado nessas mudanças foi possível manter ritmos acelerados de produção, 32% maiores do que a média dos treze meses anteriores, além disso, a diminuição nas etapas de desmonte foi benéfica do ponto de vista da segurança operacional, por diminuir a necessidade de reentrada de pessoal nas zonas de carregamento de explosivo.

A técnica de desmontes massivos mostra-se como uma excelente alternativa para acelerar os ciclos de produção, e aumentar a segurança operacional dos trabalhadores por diminuir as intervenções humanas nas câmaras, diminuindo assim a probabilidade de acidentes.

6.4. Distribuição dos tempos de retardos nos desmontes

Após a realização dos três testes com diferentes disposições de retardos foi possível concluir que a intensidade de vibração não só depende do tempo de duração total da detonação, mas também da disposição dos retardos. Uma correta adequação dos retardos F-F em relação aos retardos L-L pode diminuir a vibração mesmo em detonações de curta duração. Devido as características das perfurações radiais, muito agrupadas perto do emboque, é preferível garantir um maior ângulo de

face livre para os furos, logo quanto maior a relação entre os retardos F-F e L-L, mais “aliviada” será a detonação, gerando assim menores picos de vibração.

Quanto maior for o alívio do desmonte, menor será: a parcela de energia desperdiçada em forma de vibração transmitida ao maciço rochoso, aumentando assim a eficiência do desmonte e diminuindo os efeitos colaterais nas proximidades.

Concluindo, os melhores resultados quanto à redução da intensidade de vibração podem ser atingidos aumentando a duração total da detonação e aumentando a relação entre os retardos F-F e L-L.

6.5. Sobre-quebra do teto das câmaras.

Foi possível diminuir a quebra do teto das câmaras, modificando a geometria das mesmas excluindo os furos altos da lateral das galerias. Essa simples mudança foi capaz de preservar a meia secção da galeria guia, resguardando os *cables-bolts*, e garantindo um teto fortificado para a circulação da *LHD* após o preenchimento da câmara, com material estéril.

6.6. Malha de perfuração baseados no método dos triângulos de HAGAN.

A técnica dos triângulos reorientados de Hagan consumiu menos metros de perfuração por tonelada desmontada, havendo uma economia de 16%, nos metros totais perfurados quando comparada com a malha convencional de perfuração. Contudo a câmara IRP_N181_169_A1 obteve uma recuperação real menor do que a média histórica do método TS.

Fica claro que o exagero no espaçamento teve papel crucial na baixa recuperação da câmara. As zonas assinaladas pelas setas negras nas figuras Figura 71, Figura 70, Figura 69 e

Figura 68 são os extremos dos furos que encontram se mais engastados nas paredes laterais.

Como a câmara IRP_181_169_A1, apresentava um formato crescente partido da abertura inicial, os furos das extremidades não somente necessitavam romper contra o afastamento, mas também deveriam “arrancar” parte das paredes laterais, para assim ampliar a área da linha, logo, partindo de um espaçamento exagerado, que é o que a técnica sugere, foi muito difícil que os furos

das extremidades pudessem avançar contra as paredes laterais, ou seja quando um furo não possui face livre plena e necessita avançar em um maciço rochoso, o exagero no espaçamento prejudica a capacidade dos furos de romper a rocha.

O aumento da malha de perfuração como um todo, é fator que prejudicou a eficiência da técnica, o exagero no espaçamento deveria ter sido aplicado sem alterar significativamente o produto das variáveis $B \times S$, mantendo assim a razão de carga constante.

Possivelmente os resultados seriam mais satisfatórios em câmaras que não contassem com linhas crescentes, e mantendo a mesma malha alterando somente os valores de B e S , sem alterar a razão de carga, sem visar economia de metros de perfuração.

6.7. Trabalhos futuros

Como sugestões de trabalhos futuros estão:

- ✓ A aplicação do método dos triângulos reorientado de Hagan em câmaras regulares nas quais não haja a necessidade de avanço lateral, para testar a viabilidade real da técnica.
- ✓ Avaliação do uso de retardos eletrônicos nas perfurações em leque, com acompanhamento sismográfico “*near field vibration*” e posterior análise do vazão deixado com escâneres ópticos, acompanhado de avaliação de granulometria por imagens.
- ✓ Testes com explosivos bombeáveis nas perfurações em leque, devido a presença de água, com a finalidade de reduzir a perfuração específica e aumentar a flexibilidade da operação de carregamento de explosivos.

7. BIBLIOGRAFIA

BARBER, J. ;TAYLOR,B.;HUETHER,K.;FROST,D.;COULSON,A.;HERTEL, M. *Arenal Deeps Feasibility Study on Underground Operations*.In:Reporte técnico para Orosur Mining Inc. Rivera, Uruguay: AMEC E&C Services, Inc., 2010. p.320-332.

BEKKERS,G;HORTIN,K;DISLEY,N.**Underground Longhole Blasting near Large Diameter Booster Fans**.In: ISEE Proceedings, New Orleans. January 2008, p.1-10.

CUNNINGHAM,C.V.B. **The effect of timing precision on control of blasting effects**. In: Explosive & Blasting Technique. Holmberg (Ed.). African Explosive Limited, Modderfontein, South Africa. 2000.p.123-127. ISBN: 9058091686.

DE QUADROS ,T. F. P. & .KOPPE J.C **Alteração hidrotermal e mineralização do depósito de aurífero da mina san gregorio-uruguai**. *GEOCHIMICA BRASILIENSIS*, 1996 .vol 10. pp.365-377.

DIAKITÉ,O. *Ore dilution in Sublevel Stopping*, 1998, 131f. Dissertação (mestrado em engenharia) - Department of mining and metallurgical Engineering, McGill University, Montreal, CA .p.3-6.

DOWDING,C.H. **Blast Vibration Monitoring and Control**. Prentice Hall Inc., Saddle River, NJ, USA,1985. p.297.

FELLOWS, G.L. **Sublevel Stopping at Echo Bay's Lamefoot Mine, Republic, Wash**. In: (SME),*Underground Mining Methods and applications*. Littleton, Colorado, USA: Society for Mining, Metallurgy and Exploration, 2001. Cap.28.p.257-262.

FINKEL,M.;OLSSON,M.;THORHAG.H.;WERNSTROM,J.;JOHANSSON,G.**Narrow Ore Mining In Zinkgruvan, Sweden**. In: SME. *Underground Mining Methods /and applications*. Littleton, Colorado, USA: Society for Mining, Metallurgy and Exploration, 2001. Cap-23. p.221-228.

FISCHOR, S. **Finland's Kemi Goes Underground, Scandinavian Technology**. *Engineering & Mining Journal*. v. 205,N.9. p.31-34. September 2004. (ISBN:00958948).

GUSTAFFSSON, R. **Swedish Blasting Technique**. Gothenburg, Sweden: ABA Publishing Co., 1973. Cap.11.p.196.

H. IQBAL. *A new concept for timing double ring blast: Results from small-scale Blasting Tests*. 2013. 87f. Tese (Mestrado em engenharia)-University of Luleå of technology department of civil, Environmental and natural Resources engineering, Luleå, Suécia. p.48-51.

HAGAN, T.N. **Optimizing the Yield and Distribution of Effective Explosion Energy in Fans and Rings of Blastholes**. In: Explosive in Mining Workshop, 88., 1988, Melbourne Australia: the AusIMM, 1988. p.59-61.

HAMRIN, H. Underground Mining Methods and applications. In: *Underground Mining Methods-Engineering Fundamentals and cases of studies*. Colorado, USA: Society for Mining Metallurgy and Exploration (SME), 2001. Cap.1.p.3-14.

HAYCOCKS, C.; AELICK R.C. Sublevel Stopping. In: *Mining Engineers' Handbook*, 2ed., Vol.1 Little ton, Colorado, USA: Society for Mining Metallurgy and Exploration (SME), 1992. Cap.18.4.p.1717-1731.

HENNING, J.G. **Evaluation of Long-Hole Mine Design Influences On Unplanned Ore Dilution**. 2007. 331 f. Tese (Doutorado em Engenharia)- Department Of Mining, Metals And Material Engineering, McGill University, Montreal, Canada.

HOLMBERG, R.; HUSTRULID, W.; CUNNINGHAM, C. Blasting Design for Underground Applications In: *Underground Mining Methods and applications*. Littleton Colorado, USA: Society for Mining, Metallurgy and Exploration (SME), 2001. Cap.72 .p.635-661.

JIMENO, C. L. & JIMENO, E.L. **Manual de Perforacion y Voladura de Rocas**. Madrid, España: Instituto GEOminero de España, 2003. 541p.

K. S. GUILFOYLE; N. L. BRADFORD. **Production blasting at Isa Mine**. In: **PROCEEDINGS OF UNDERGROUND OPERATOR'S CONFERENCE**, West Coast Tasmania Branch, Australia. 1982. Melbourne, Victoria, Australia: The AusIMM, 1982. p.105-116.

KONYA, C.J. *Blast design*, Monteville, OH, USA: Interncontinental development corporation, 1995. p.153.

L. ZHOU-QUAN, L. XIAN-MING, Z. BAO, L. HAO, L. CHANG. **Cavity 3D modeling and correlative techniques based on cavity monitoring**: School of Resources and Safety Engineering, Central South University, Changsha, China. 2008. P.639-644. DOI:10.1007/s11771-008-0119-3

LIU, Q. Design and General Practice of mass blast in underground open stopping mining method. In: A.K. GHOSE, A.JOSHI. (Ed.) ***Blasting in Mines-New Trends***. London, UK: Taylor & Francis Group, 2013. Cap. 11, p.11-20. ISBN 9780415621397.

LIU, Q; TRAN, H; FLEURY, D;LESSARD,J.F. **Evaluation of Blast Damage to Pastefill at Luvicort Mine**. In:ISEE Proceedings. Quebec.2000,p.1-10.

M.J.SCOBLE,Y.C.LIZOTTE,M.PAVENTI & B.B MOHANTY. Measurement of blast Damage. Mining Engineering.Technical Papers. p.103-108. Junho. 1997.

MOHANTY, B. & YANG, R. **Blasting Vibrations and Explosives Performance**, In: Research Proceedings, 23 rd Annual Conference on Explosives & Blasting Technique, Las Vegas, NV, USA, 1997. p15-16.

MOHANTY.B;ZWAN,D;MALEK,F. **Diagnostics of Production Blasts in a Deep Underground Mine**, E & MJ Jacksonville, FL,USA.Agosto,2013.p.1-8.

OLOFFSON,S.O. Applied explosives technology for construction and mining, (2ed.), Ärla, Swede: Applex.1988. p.103.

ONEDERRA, I. & CHITOMBO, G. **Design methodology for underground ring blasting**. Queensland, Brisbane, Australia: The University of Queensland, 2007 .p.180-189.

PERSSON, P.A.; HOLMBERG R.;LEE,J. **Rock Blasting and Explosives Engineering**. CRC Press Inc, Boca Raton, USA, 1993.p. 365-367.

ROY, P.R; SINGH, T.N. **Effect of Delay Scattering on Blasting Performance**, In: Proceedings, 25th Annual Conference on Explosives & Blasting Technique, Nashville, TN,USA, 1999. p.1-8.

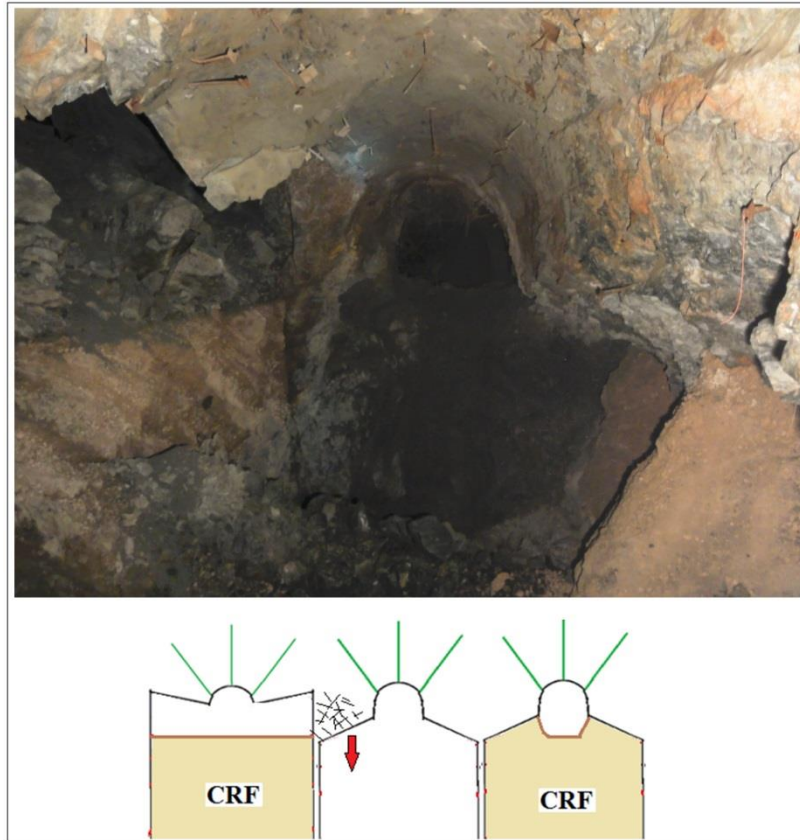
SEN, G.C. **Blasting Technology for Mining and Civil Engineers**. Sidney, Australia: University Of South Wales, 1995.p. 87 .

VILLAESCUSA, E. Drilling and Blasting.In:_____.***Geotechnical Design for Sublevel Open Stopping***.Boca Raton, FL, USA: Taylor & Francis. (2014) .pp. 245-313.

WORSEY,P.N. **Understanding Vibration from Multihole Blast Using Short Delay Period**. *Journal of Explosives Engineering*. v.3,No.6. p. 1-4, 2001. International society of Explosives Engineering.

ANEXOS

Foto da câmara 182_E2, mostrando falha na preservação do teto.



Modelo Numérico mostrando o efeito no Anexo 1.

