



CENTRO FEDERAL DE EDUCAÇÃO TECNOLÓGICA DE MINAS GERAIS -
UNIDADE ARAXÁ
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS
MESTRADO PROFISSIONAL

ANÁLISE COMPARATIVA DOS MÉTODOS DE LAVRA SUBTERRÂNEA DE
CÂMARAS E PILARES E *LONGWALL*:
ESTUDO DE CASO EM UMA MINA DE OURO NA COLÔMBIA

MANUEL ESTEBAN CIFUENTES SALAZAR

ARAXÁ - MINAS GERAIS
2024

MANUEL ESTEBAN CIFUENTES SALAZAR

ANÁLISE COMPARATIVA DOS MÉTODOS DE LAVRA SUBTERRÂNEA DE
CÂMARAS E PILARES E *LONGWALL*:
ESTUDO DE CASO EM UMA MINA DE OURO NA COLÔMBIA

Dissertação de mestrado apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas do Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais - CEFET-MG, Campus Araxá, como requisito parcial à obtenção do título de mestre em Engenharia de Minas.

Orientador: Prof. Dr. Allan Erlikhman Medeiros Santos

Coorientador: Prof. Dr. Hildor José Seer

Linha de pesquisa: Geologia de Engenharia na Mineração

ARAXÁ - MINAS GERAIS
2024

**ATA DA 42ª DEFESA DE DISSERTAÇÃO DO PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS –
MESTRADO PROFISSIONAL**

Aos 7 (sete) dias do mês de novembro do ano de 2024 (dois mil e vinte quatro), às 14h00min (quatorze horas), através da Plataforma Google Meet, foi instalada a Sessão Pública para a Defesa de Dissertação do Mestrando MANUEL ESTEBAN CIFUENTES SALAZAR, *sob a forma totalmente remota (Resolução CPPG 08/2020, de 09/07/2020; Resolução CEPE 09/2020, de 17/11/2020)*, sendo a banca examinadora composta pelo Prof. Dr. Allan Erlikhman Medeiros Santos (Presidente) – UFOP, Prof. Hildor José Seer (Coorientador) – CEFET – MG, Profa. Dra. Larissa Regina Costa Silveira (Membro externo) – Universidade Federal de Minas Gerais – UFMG e Prof. Me. Guilherme Alzamora Mendonça (Membro externo) – CEFET – MG. Dando início aos trabalhos o Presidente, com base no Regulamento do Programa e nas Normas que regem as Sessões de Defesa de Dissertação, concedeu ao Mestrando MANUEL ESTEBAN CIFUENTES SALAZAR, até 40 (quarenta) minutos para a apresentação do seu trabalho intitulado “ANÁLISE COMPARATIVA DOS MÉTODOS DE LAVRA SUBTERRÂNEA DE CÂMARAS E PILARES E LONGWALL: ESTUDO DE CASO EM UMA MINA DE OURO NA COLÔMBIA”, na Área de Concentração: *Engenharia de Minas* e Linha de Pesquisa *Geologia de Engenharia*. Terminada a exposição, o presidente da banca examinadora passou a arguição do candidato pelos membros da banca examinadora. Dando continuidade, ainda de acordo com as normas que regem a Sessão, o Presidente solicitou aos presentes que se retirassem do recinto para que a banca examinadora procedesse a análise e decisão, anunciando, a seguir publicamente, que o Mestrando foi aprovado, por unanimidade. Para constar, foi lavrada a presente ATA que, após aprovada, vai assinada pelos membros da Banca Examinadora e pelo Mestrando.

Araxá, 7 de novembro de 2024

Prof. Dr. Allan Erlikhman Medeiros Santos
Presidente (UFOP)

Prof. Dr. Hildor José Seer
Presidente (UFOP)

Profa. Dra. Larissa Regina Costa Silveira
Membro externo (UFMG)

Prof. Me. Guilherme Alzamora Mendonça
Membro externo (CEFET-MG)

Engº Manuel Esteban Cifuentes Salazar
Discente

Cifuentes Salazar, Manuel Esteban
C569a Análise comparativa dos métodos de lavra subterrânea de câmaras e pilares e longwall : estudo de caso em uma mina de ouro na Colômbia / Manuel Esteban Cifuentes Salazar. – 2024.
157 f. : il.

Orientador: Prof. Dr. Allan Erlikhman Medeiros Santos.
Coorientador: Prof. Dr. Hildor José Seer.

Dissertação (mestrado) – Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais, Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Araxá, 2024.
Bibliografia.

1. Minas e Mineração – Processos - Teses. 2. Lavra de Minas – Teses. 3. Lavra subterrânea – Teses. I. Santos, Allan Erlikhman Medeiros. II. Seer, Hildor José. III. Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais. IV. Título.

CDU 622.27

AGRADECIMENTOS

Agradeço a Deus e aos Santos por me darem forças para continuar neste caminho até o fim.

Agradeço aos meus pais, Rosa e Raúl, e ao meu irmão, Germán, pelo apoio incondicional durante todo o processo. Agradeço à minha família por sempre torcer por mim e acreditar em mim.

Aos amigos que encontrei ao longo do caminho, que me mostraram que a companhia é muito mais do que presença física, meu muito obrigado.

Ao Engenheiro Me. Guilherme, minha eterna gratidão por toda a ajuda durante o desenvolvimento deste trabalho.

Agradeço ao Professor Dr. Allan Erlikhman Medeiros Santos e ao Professor Dr. Hildor José Seer pela orientação, confiança e direcionamento para a realização de um trabalho bem-feito.

Ao CEFET-MG e ao Programa de Pós-graduação em Engenharia de Minas pelo suporte e pela garantia de um ensino de qualidade durante o curso, assim como aos seus integrantes que, direta ou indiretamente, contribuíram para que este momento se tornasse possível. E também pela bolsa de mestrado, que me proporcionou as condições necessárias para a realização deste projeto.

RESUMO

A mineração subterrânea de ouro é uma atividade econômica que enfrenta vários desafios técnicos e operacionais. Este trabalho analisa a possibilidade de substituir o método de exploração de câmaras e pilares tradicionalmente utilizado em uma mina de ouro subterrânea pelo método *longwall*, buscando aumentar o volume de produção em 10 %. Um dos parâmetros mais críticos abordados durante o desenvolvimento deste estudo é o controle da diluição, pois a falta dele afeta a rentabilidade e a eficiência das operações, desempenhando assim um papel estratégico na implementação do método. Para comprovar a viabilidade dessa proposta, foi realizada uma avaliação econômica dos custos operacionais, desde a perfuração, passando pelo transporte primário do minério até chegar no ponto final. Além disso, foi elaborado um protocolo para o cálculo da diluição, definindo a altura dos cortes de produção e as diretrizes a serem seguidas para realizar as medições necessárias no desenvolvimento do projeto. Manteve-se um controle do consumo dos materiais utilizados em todo o processo para contrastar os valores teóricos e práticos, a fim de determinar os custos unitários de produção para cada um dos métodos. Os resultados indicam um aumento na eficiência operacional e na rentabilidade com a implementação do novo método. A diluição não planejada no painel piloto explotado pelo método *longwall* foi, aproximadamente, 40 % mais baixa que a diluição não planejada contrastada com o método câmaras e pilares. E, em relação aos custos por tonelada de minério extraída, o método *longwall* foi 38 % mais econômico que o método de exploração tradicionalmente utilizado. Além de propostas práticas para otimizar a produção, destaca-se a importância do controle da diluição na metodologia adotada, o qual oferece base para avaliar a viabilidade técnica e econômica da implementação do método *longwall*.

Palavras-chave: lavra subterrânea, métodos de lavra, análise econômica, câmaras e pilares, *longwall*, diluição não planejada.

ABSTRACT

Underground gold mining is an economic activity that faces several technical and operational challenges. This study analyzes the possibility of replacing the traditional room-and-pillar mining method used in an underground gold mine with the longwall method, aiming to increase the production volume by 10 %. One of the critical parameters addressed during the development of this study is dilution control, as its absence affects profitability and operational efficiency, playing a strategic role in method implementation. To prove the feasibility of this proposal, an economic evaluation of operational costs was determined, from drilling through primary ore transportation to the gates. Additionally, a protocol for dilution calculation was developed, defining the height of production cuts and guidelines to be followed for conducting necessary measurements in dissertation development. Material consumption throughout the process was maintained to contrast theoretical and practical values, to determine unit production costs for each of the methods. The results indicate an increase in operational efficiency and profitability with the implementation of the new method. Unplanned dilution in the pilot panel exploited using the longwall method was approximately 40 % lower compared to that observed with the room and pillars method. Furthermore, in terms of costs per tonnes of extracted ore, the longwall method proved to be 38 % more economical than the traditionally used exploitation method. In addition to practical proposals to optimize production, the importance of dilution control in the adopted methodology is highlighted, offering a solid foundation for evaluating the technical and economic feasibility of longwall method implementation.

Keywords: underground mining, mining methods, economic analysis, chambers and pillars, longwall, unplanned dilution.

LISTA DE ILUSTRAÇÕES

Figura 1 - Mapa da Colômbia destacando a capital Bogotá e a localização do projeto em Segovia	24
Figura 2 - Posicionamento do da região explotada pela empresa onde o projeto é desenvolvido.....	25
Figura 3 - Diagrama de considerações para o desenvolvimento de um projeto de mineração.....	35
Figura 4 - Classificação dos métodos de lavra subterrânea segundo Brady e Brown	35
Figura 5 - <i>Ranking</i> dos principais métodos utilizando o método proposto por <i>Nicholas (1992)</i>	37
Figura 6 - Representação ilustrativa de um sistema de exploração utilizando o método de câmaras e pilares.....	40
Figura 7 - Representação gráfica da forma de extração utilizando o método <i>longwall</i> .	42
Figura 8 - Representação esquemática do desenvolvimento do método <i>longwall</i> na mina TauTona.....	44
Figura 9 - Representação do acesso aos painéis de exploração por meio dos tambores (subidas)	45
Figura 10 - A representação gráfica das galerias conectadas por dois cortes - mina El Silencio	47
Figura 11 - Imagem em planta de dois cortes, em vermelho, os tambores principais, espaçados entre si entre 30 m e 40 m e comunicam de um nível a outro.....	47
Figura 12 - Pilares azuis são destinados ao reforço para proteger as galerias de transporte e pilares verdes têm a finalidade de garantir a estabilidade	48
Figura 13 - Diagrama representativo da formação geológica.....	48
Figura 14 - Falhas na região de Segovia com o título mineiro em destaque.....	49
Figura 15 - Representação ilustrativa de uma região de mineralização com identificação de 3 zonas distintas	52
Figura 16 - Representação do maciço rochoso com destaque em uma extração feita dentro do planejado.....	54
Figura 17 - Representação do maciço rochoso com destaque em uma extração feita fora do esperado	54
Figura 18 - Gráfico da influência dos custos excedentes da diluição não planejada em função da largura do veio	55

Figura 19 - <i>Machinero</i> e auxiliar de <i>machinero</i> executando a perfuração da rocha utilizando equipamento do tipo <i>jackleg</i>	59
Figura 20 - Representação ilustrativa das faixas de detonação ao longo do painel de exploração por <i>longwall</i>	61
Figura 21 - Detalhamento da distribuição de cargas para detonação nos furos	63
Figura 22 - Representação esquemática do rastelo atuando em uma frente de exploração	65
Figura 23 - Motor utilizado para atuação nos cabos que movimentam o rastelo	66
Figura 24 - Representação esquemática do fluxo de limpeza realizado pelo sistema guincho-rastelo	67
Figura 25 - Dispositivo hidráulico de uso único para auxílio na sustentação de tetos ...	70
Figura 26 - Esteios de madeira com <i>jackpots</i> instalados para sustentação do teto nas frentes de trabalho	71
Figura 27 - Disposição de fogueiras em uma frente de trabalho para auxílio da sustentação	71
Figura 28 - Padrões para desenvolvimento de fogueiras de sustentação mais comuns..	72
Figura 29 - Sistema de pré-tensionamento chamado <i>jackpack</i>	72
Figura 30 - Fogueira pré-tensionada com o dispositivo <i>jackpack</i> para auxiliar o processo de sustentação do teto	73
Figura 31 - Esquema geral do plano de sustentação no painel 1345 completo	75
Figura 32 - Detalhe da distribuição espacial dos esteios e das fogueiras de madeira no painel 1345	75
Figura 33 - Representação ilustrativa de uma seção da mina El Silencio	77
Figura 34 - Detalhe do sistema de acesso ao painel de exploração na mina El Silencio	77
Figura 35 - Representação esquemática do desenvolvimento das câmaras e dos pilares para a exploração do corpo mineral	78
Figura 36 - Destaque para a presença das comportas e dos guinchos para transporte e armazenamento do minério extraído nas câmaras	79
Figura 37 - Em destaque, pilares que não seguem o dimensionamento padrão para o método	80
Figura 38 - Equipamento para perfuração manual	81
Figura 39 - Superfície da frente de trabalho após o processo de perfuração ser realizado	82

Figura 40 - Instalação dos dispositivos de detonação nos furos realizados ao longo do painel	82
Figura 41 - Representação esquemática tridimensional do pilar de respaldo.....	83
Figura 42 - Representação gráfica da zona de estudo que foi realizada para a implementação do MLW	85
Figura 43 - Representação gráfica da zona onde foi interceptada o minério após as escavações de exploração	86
Figura 44 - Representação da divisão do painel por faixas de exploração	86
Figura 45 - Detalhe do dimensionamento para a elevação da estrutura mineral ao longo da frente de trabalho	87
Figura 46 - Seções padrão para avanços de preparação.	89
Figura 47 - Delimitação do veio nas frentes de trabalho para medição da altura de corte e largura dos veios.....	91
Figura 48 - Forma correta de medição das alturas de corte e dos avanços de produção	91
Figura 49 - Exemplo de documentos resultantes do levantamento topográfico com as informações da altura média de corte e largura média do veio	92
Figura 50 - Representação da coleta manual das dimensões da largura do veio e da altura de corte no método <i>longwall</i> e das áreas explotadas na frente de avanço.....	92
Figura 51 - Medições da altura ideal de corte que devem ser feitas a cada dois metros, ao longo do avanço.....	93
Figura 52 - Medidas da espessura e comprimento dos veios nos avanços do MCP.....	93
Figura 53 - Construção teórica da superfície do painel de exploração, de acordo com dados coletados e informações históricas	96
Figura 54 - O cálculo teórico do volume esperado do painel 1345 é realizado de acordo com a simulação no Surpac® (modelo de blocos teórico) em planta (a) e 3D (b).....	97
Figura 55 - Relatório do <i>software</i> Surpac® para os modelos de bloco	97
Figura 56 - Primeira fase de exploração do MLW no software.....	98
Figura 57 - Modelo detalhado dos veios ao longo dos 20 painéis.....	104
Figura 58 - Representação das alturas de uma seção do corte 1345 (<i>longwall</i>) no Surpac®	105
Figura 59 - Modelo de blocos para as faixas que foram explotadas pelo MLW painel 1345	105
Figura 60 - Comparação entre o volume extraído e deixado pelo MLW (a) e MCP (b) painel 1345	107

Figura 61 - Representação ilustrativa do veio no painel 1345	108
Figura 62 - Modelo de blocos do painel 1345 e resultados das informações de teor, volume e toneladas	109
Figura 63 - Gráfico do comportamento dos teores obtidos nos painéis	110
Figura 64 - Perfis das detonações 1, 10 e 20 obtidos no <i>software</i> Surpac®	111
Figura 65 - Detalhe da malha de perfuração ao longo do painel 1345 para lavra pelo método <i>longwall</i>	115
Figura 66 - Gráfico do resultado da diluição não planejada para as 20 detonações.....	122
Figura 67 - Identificação das distâncias entre furos no processo de perfuração no MLW	123
Figura 68 - Verificação do paralelismo e da profundidade dos furos realizados	123
Figura 69 - Detalhes do posicionamento (padrão) das cargas de detonação nos furos	124
Figura 70 - Resultado de uma detonação bem-sucedida no método <i>longwall</i>	125
Figura 71 - Gráfico comparativo do comportamento da diluição não planejada ao longo das detonações nos dois métodos	126
Figura 72 - Ilustração esquemática da divisão de um painel em dois sub-painéis para otimização das etapas de exploração pelo método <i>longwall</i>	130

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - A classificação para os projetos mineradores de acordo com a sua produção anual	27
Tabela 2 - Principais fatores de seleção do método de exploração em um projeto mineiro	31
Tabela 3 - Tabela resumo para seleção do método de exploração proposto por Nicholas (1992)	36
Tabela 4 - Valores obtidos para o painel 1345 da mina El Silencio.....	37
Tabela 5 - Custos gerais estimados para métodos tradicionais, em bases relativas e absolutas	38
Tabela 6 - Classificação dos depósitos em função da espessura do veio	51
Tabela 7 - Diluição de acordo com o método de exploração.....	53
Tabela 8 - Fatores que geram diluição não planejada	55
Tabela 9 - Variáveis utilizadas para a determinação do KPI de perfuração.....	61
Tabela 10 - Características técnicas do explosivo Indugel Plus AP	62
Tabela 11 - Características técnicas do agente de detonação ANFO	63
Tabela 12 - Variáveis utilizadas para a determinação do KPI de detonação.....	64
Tabela 13 - Variáveis utilizadas para a determinação do KPI de limpeza	68
Tabela 14 - Características técnicas dos <i>jackpots</i> com destaque para o tamanho utilizado neste projeto.....	70
Tabela 15 - Características técnicas dos <i>jackpacks</i> com destaque para o tamanho utilizado neste projeto.....	72
Tabela 16 - Variáveis utilizadas para a determinação do KPI de sustentação	76
Tabela 17 - Altura adicional para o cálculo da ACI de acordo com a avaliação geotécnica	90
Tabela 18 - Alturas ótimas de mineração por tipo de método e trabalho	94
Tabela 19 - Parâmetros teóricos iniciais para os cálculos do painel 1345	95
Tabela 20 - Valores iniciais obtidos para o desenvolvimento do modelo de blocos com 20 perfurações.....	99
Tabela 21 - Valores preliminares dos custos por tonelada para cada método analisado neste projeto.....	99
Tabela 22 - Relação dos insumos levantados nos cortes por operação unitária	101
Tabela 23 - Programação das detonações no painel 34-1345.....	102

Tabela 24 - Resumo geral do modelo de blocos restrito pelos DTM de veio, altura de corte real e altura de corte ideal.....	106
Tabela 25 - Comparação entre o volume extraído e deixado pelo MLW e MCP	107
Tabela 26 - Volume e massa de minério e estéril com a informação do teor para o painel 1345	109
Tabela 27 - Comparação entre três detonações no bloco 1345	112
Tabela 28 – Valores finais dos custos por tonelada para cada método analisado neste projeto.....	113
Tabela 29 - Valores unitários para os insumos de perfuração para os dois métodos de lavra estudados	114
Tabela 30 - Valores totais por avanço para os insumos de perfuração para os dois métodos de lavra estudados.....	114
Tabela 31 - Valores unitários para os insumos de detonação para os dois métodos de lavra estudados	116
Tabela 32 - Valores totais por avanço para os insumos de detonação para os dois métodos de lavra estudados.....	117
Tabela 33 - Valores unitários para os insumos de limpeza para os dois métodos de lavra estudados	118
Tabela 34 - Valores totais por avanço para os insumos de limpeza para os dois métodos de lavra estudados.....	118
Tabela 35 - Valores unitários para os insumos de sustentação para o método de lavra <i>longwall</i>	120
Tabela 36 - Valores totais por avanço para os insumos de limpeza para os dois métodos de lavra estudados.....	120

GLOSSÁRIO

ACI	Altura de corte ideal
ANFO	<i>Ammonium Nitrate Fuel Oil</i> , Óleo Combustível de Nitrato de Amônia
<i>Apiquería</i>	Trabalhos de acesso e ingresso de materiais à mina
<i>Barreno</i>	Furo de sonda: furo na rocha feito com uma perfuratriz
<i>Barrier pillars</i>	Pilares de barreira: Pilar natural, extenso, deixado no corpo de minério extenso para subdividi-lo em painéis ou salões menores.
Comporta	<i>Tolva, ore chute</i>
CORANTIOQUIA	<i>Corporación Autónoma Regional del Centro de Antioquia</i> , Corporação Autônoma Regional do Centro de Antioquia
<i>Cruzadas</i>	Travessas: Galeria sensivelmente horizontal, transversal à direção do corpo de minério, que liga o poço ou uma cabeceira ao veio ou corpo mineralizado.
<i>Dip</i>	Mergulho: ângulo em relação à horizontal da reta de máxima inclinação de um plano de interesse geológico.
DTM	<i>Digital Terrain Model</i> , Modelos Digitais de Terreno
<i>Dumper</i>	Descarregador: equipamento sobre rodas, com caçamba basculante, utilizado para o transporte e descarga de materiais.
<i>Encartuchar</i>	Ensacar explosivos em sacos plásticos para utilização em regiões úmidas.
GSI	<i>Geological Strength Index</i> , proposto por Hoek.
INGEOMINAS	<i>Instituto Colombiano de Geología y Minería</i> , Instituto Colombiano de Geologia e Mineração
<i>Jackleg</i>	Perfuratriz percussiva montada sobre um tripé telescópico.
<i>Jackpot</i>	Dispositivo de sustentação para os tetos de minas subterrâneas, pressurizado com uma válvula hidráulica, fixado entre o esteio e o teto da escavação.
<i>Jumbo</i>	Equipamento ou plataforma móvel com braços mecânicos nos quais uma ou mais perfuratrizes são montados, usado para abrir acessos, como rampa e realizar furos para extrair o minério.
KPI	<i>Key Performance Indicators</i> , Indicadores chave de desempenho

LHD	<i>Load haul dump</i> , carregador transportador descarregador: carregadeira frontal de perfil rebaixado
<i>Machinero</i>	Operador da perfuração
MCP	Método Câmaras e Pilares
MLW	Método <i>longwall</i>
PVC	<i>Polyvinil chloride</i> , policloreto de vinila
Q de Barton	Sistema de classificação de rochas desenvolvido por Barton, Lien e Lunde.
<i>Rampa</i>	Escavação inclinada que conecta dois níveis em uma mina.
RMR	<i>Rock Mass Rating</i> , sistema de classificação de rochas desenvolvido por Bieniawski.
ROM	<i>Run of mine</i>
RPP	<i>Reconocimiento de Propiedad Privada</i> , Reconhecimento de Propriedade Privada: figura contratual colombiana criada pela Lei 20 de 1969.
SA	<i>Sociedad Anónima</i> , Sociedade Anônima
SAS	<i>Sociedad por Acciones Simplificada</i> , Sociedade por Ações Simplificadas
<i>Shotcrete</i>	Concreto projetado: Revestimento de superfície de escavações ou tratamento de suporte de madeira, através da aplicação de argamassa de cimento e areia, no qual pode conter agregados grosseiros
<i>Slusher</i>	Equipamento constituído de uma pequena concha (rastelo), acionada por guincho, cabos e roldanas, devidamente dispostos para tal operação.
<i>Split set</i>	Cavilha: dispositivo de ancoragem de atrito, instalado em escavações subterrâneas.
<i>Tambor</i>	Subida: Escavação feita de baixo para cima ligando um nível a outro da mina, com objetivo de ventilação, passagem de pessoal, passagem de minério
<i>Timber prop</i> unit	Esteios ou escoras de madeira utilizados para sustentação Unitário

<i>Volquete</i>	Caminhão basculante de descarga utilizado para transporte de material
<i>Wood crib</i>	Fogueira: suporte de madeira para sustentação ou escoramento do teto.
Zonas de entrada	Galerias utilizadas para entrar na mina

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO	17
1.1	Considerações iniciais	17
1.2	Justificativa	18
1.3	Objetivos	19
1.3.1	Objetivo Geral	19
1.3.2	Objetivos Específicos.....	20
1.4	Hipótese	20
2	ESTRUTURAÇÃO DO PROJETO DE PESQUISA	23
3	FUNDAMENTAÇÃO TEÓRICA.....	24
3.1	Contexto geral do projeto	24
3.1.1	Legislação e situação contratual.....	26
3.1.2	Classificação do projeto	26
3.1.3	Acessibilidade	27
3.1.4	Clima, topografia e vegetação	28
3.2	Contexto histórico.....	28
3.3	Estrutura da revisão bibliográfica	29
3.4	Critérios de seleção de métodos de mineração subterrânea.....	30
3.5	Métodos de exploração	35
3.5.1	Câmaras e pilares	38
3.5.2	<i>Longwall</i>	41
3.6	Aspectos gerais das operações	45
3.7	Geologia	48
3.7.1	Geologia regional.....	48
3.7.2	Geologia local	49
3.7.3	Mineralização	49
3.7.4	Geologia estrutural	50
3.7.4.1	Sistema El Silencio	51
3.8	Diluição planejada e não planejada	52
3.9	Avaliação de indicadores-chave de performance (KPIs).....	56
3.9.1	Perfuração	58
3.9.2	Detonação	61
3.9.3	Limpeza	64

3.9.4	Sustentação	68
3.10	Contexto operacional	76
3.10.1	Método Câmaras e Pilares (MCP)	76
3.10.1.1	Método de câmaras e pilares primário	78
3.10.1.2	Método de câmaras e pilares secundário	84
3.10.2	Método <i>Longwall</i> (MLW)	84
4	METODOLOGIA	88
4.1	Medição da diluição em trabalhos subterrâneos	88
4.1.1	Definição da altura de corte ideal	88
4.1.2	Medição manual da diluição no método <i>longwall</i>	92
4.1.3	Medição manual no avanço das frentes de exploração no MCP	92
4.1.4	Equações utilizadas para o cálculo da diluição e diluição não planejada	94
4.2	Modelo teórico do painel 1345	95
4.2.1	Previsão de custos e KPIs no modelo teórico	99
4.3	Levantamento das variáveis de custo	100
4.3.1	Insumos	100
4.3.2	Mão de obra	101
5	RESULTADOS E DISCUSSÕES	102
5.1	Aplicação das informações topográficas	102
5.2	Comparação de volume de extração entre MCP e MLW	107
5.3	Modelo geológico	108
5.4	Análise de custos	112
5.4.1	Perfuração	114
5.4.2	Detonação	116
5.4.3	Limpeza	118
5.4.4	Sustentação	119
5.5	Influência da diluição	121
6	CONCLUSÕES	128
7	TRABALHOS FUTUROS	130
8	BIBLIOGRAFIA	132
9	APÊNDICES	137

1 INTRODUÇÃO

1.1 Considerações iniciais

A escolha de um método de lavra subterrânea é uma etapa fundamental em um projeto de mineração, envolvendo a análise de múltiplos fatores, incluindo parâmetros geotécnicos, econômicos, operacionais e ambientais. A disponibilidade de tecnologia e equipamentos apropriados para cada método também influencia a decisão, assegurando a implementação de soluções que otimizem a extração de minério, promovendo uma operação de lavra segura e rentável.

Na Colômbia, os minerais metálicos representam aproximadamente 30 % do PIB minerador e 0,37 % do PIB total do país. Dentro deste setor, o ouro se destaca como uma das principais commodities, representando 5,2 % das exportações totais e 18 % das exportações mineradoras (Colombia, 2024).

Durante o período 2021-2022, os metais preciosos, principalmente o ouro, contribuíram com 4,35 % dos royalties mineradores arrecadados (com somente o ouro representando 4,29 %). As principais commodities na Colômbia além do ouro são o café, o petróleo. E o metal precioso possui grande relevância tanto pelo seu valor intrínseco quanto pelo seu papel como ativo de refúgio seguro para os investidores em tempos de incerteza econômica (Colombia, 2024).

O país possui importantes jazidas deste metal e sua extração e comercialização constituem uma atividade econômica crucial. Os relatórios de recursos e reservas dos principais projetos de mineração de ouro na Colômbia são elaborados conforme padrões internacionais, como o NI 43-101, utilizado no projeto de estudo de caso. Apesar dos desafios ambientais e sociais enfrentados pela mineração aurífera, o ouro continua sendo uma parte fundamental do setor minerador colombiano, juntamente com a produção de outros metais preciosos, como a prata e a platina (Colombia, 2024).

Neste estudo, é realizada uma avaliação técnica e econômica de uma mina subterrânea de ouro na Colômbia, que está em operação há mais de 150 anos. A escolha inicial do método de câmaras e pilares (MCP) decorreu da falta de estudos detalhados em épocas passadas para identificar métodos mais eficientes.

A ausência de tecnologias modernas e a limitada formalização da indústria mineradora em seu início levaram à adoção de métodos mais tradicionais, permitindo uma maior seletividade e alternância em diferentes frentes de trabalho. Entretanto, é relevante destacar que a formalização e a mecanização na mina são avanços recentes.

Neste contexto, com a evolução tecnológica e a formalização recente da empresa, surge a necessidade de avaliar a viabilidade e eficiência de outros métodos visando otimizar a extração de minério, aumentar a rentabilidade e a segurança, promovendo uma operação de lavra mais sustentável.

É sabido que existem outros métodos que podem ser mais eficientes e que permitem uma maior recuperação do minério. Já que os teores dos pilares deixados como suporte possuem valores acima do teor de corte e que há técnicas desenvolvidas que oferecem menores custos de operação. Isso poderia aumentar a vida útil do depósito e a produção de ouro como também diminuir gastos operacionais diretos da mina em relação aos insumos de produção.

O projeto foi desenvolvido na região central da Colômbia, em um distrito minerador no departamento de Antioquia. Essa zona, em termos geológicos gerais, é chamada de batólito de Segovia, uma área onde predominam rochas ígneas e metamórficas, compostas por diorito e granodiorito, com orientação principalmente Norte-Sul (González, 2001).

1.2 Justificativa

Nos últimos anos, em todo o mundo, a maioria dos depósitos minerais com potencial de exploração foram encontrados em grandes profundidades. Os recursos na superfície estão se tornando cada vez mais escassos. Portanto, é válido afirmar que, no futuro, a maioria dos projetos de mineração será predominantemente subterrânea (Jorquera; Korzeniowski; Skrzypkowski, 2023).

É importante otimizar o aproveitamento dos recursos minerais disponíveis. Desta forma, as companhias têm buscado realizar projetos mais sustentáveis ao otimizar as metodologias de exploração de acordo com os parâmetros e condições do depósito.

A mineração subterrânea levanta várias questões que precisam ser abordadas para garantir um bom desempenho. Com a existência de vários métodos de exploração subterrânea, é importante compreender a estrutura espacial do depósito e de resistência do maciço para determinar qual desses métodos pode ser mais adequado para maximizar a produção sem comprometer a segurança dos equipamentos ou das pessoas.

A implementação de um novo método de lavra neste depósito é de grande relevância para otimizar os processos de extração e melhorar a eficiência da operação. O estudo visou avaliar alternativas que poderiam reduzir os custos operacionais, aumentar a recuperação do minério e mitigar os impactos ambientais.

Além disso, a análise dos dados disponíveis nos bancos de dados da empresa, juntamente com a obtenção de novos dados durante a aplicação em um painel piloto, proporcionaram informações essenciais para determinar a viabilidade e os benefícios do novo método. Este trabalho, portanto, contribuirá significativamente para a tomada de decisões estratégicas na operação e o desenvolvimento sustentável da mina.

O estudo também abordou a questão da diluição, um fator crítico que pode impactar significativamente a rentabilidade da operação. Métodos inadequados de lavra podem resultar em uma diluição excessiva, comprometendo a qualidade do minério extraído e aumentando os custos de processamento.

A avaliação de um novo método de exploração oferece a oportunidade de minimizar esses impactos, garantindo uma maior eficiência operacional. No contexto colombiano, onde o ouro é um dos principais commodities (ao lado do petróleo e do café), a mineração desempenha um papel essencial na economia do país (Colombia, 2024).

No entanto, as operações mineradoras devem se alinhar às regulamentações locais, como o Código de Minas colombiano e os padrões internacionais, que visam garantir uma exploração responsável e sustentável dos recursos. Este estudo busca, portanto, não apenas aprimorar os processos técnicos, mas também promover uma mineração que respeite a legislação vigente e as melhores práticas ambientais (Colombia, 2024).

Uma análise dos principais elementos relacionados ao desenvolvimento deste projeto foi elaborada nesta dissertação, visando compreensão espacial e técnica do depósito mineral para a proposta de um novo método de lavra. Como o método alternativo proposto (método de lavra por *longwall* - MLW) é mais aplicado a depósitos estratiformes como os de carvão e potássio e mais raro em depósitos auríferos, ele é pouco discutido na literatura técnica.

Deste modo, é importante explicar cada dado, termo e elemento abordado, desde o aspecto geológico, passando pelo regional, social, ambiental e indo até o técnico. Estes aspectos justificam a elaboração desta dissertação que pode ter relevância no desenvolvimento de outros projetos de mineração subterrânea.

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo Geral

O objetivo geral deste projeto é comparar o método de exploração atual (câmaras e pilares) com o método proposto (*longwall*) em uma mina subterrânea, visando aumentar

em 10% o volume de minério recuperado, com ênfase no controle da diluição e considerando variáveis técnicas e econômicas.

1.3.2 Objetivos Específicos

Para que seja alcançado o objetivo geral apresentado anteriormente, se mostram necessários os objetivos específicos:

- Realizar a revisão bibliográfica acerca dos dois métodos de exploração implementados, da diluição planejada e diluição não planejada e de análises econômicas em projetos para mineração subterrânea.
- Desenvolver um protocolo para a metodologia utilizada para realizar as medições da diluição onde serão implementados os testes experimentais.
- Realizar visitas de campo às principais frentes de trabalho para coletar dados do método de câmaras e pilares na mina antes e após as detonações.
- Implementar o método *longwall* no painel selecionado, estando presente em todas as atividades envolvidas no processo e mantendo um registro das etapas.
- Documentar os tempos das atividades envolvidas, o consumo de aço (brocas, cabos e polias, por exemplo) e de explosivos para os dois métodos de lavra que serão comparados neste trabalho.
- Construir uma base de dados a partir da documentação do método tradicionalmente usado na mina e dos resultados dos testes em campo do método que se pretende implementar.
- Construir um modelo de blocos do painel selecionado escolhido como piloto para testar o método *longwall*, a partir dos resultados topográficos e geológicos obtidos em campo.
- Apresentar uma análise comparativa técnica e econômica contrastando os valores de diluição não planejada e os custos de produção para os dois métodos, desde a perfuração até a limpeza das frentes de trabalho, para estabelecer o custo por tonelada de minério.

1.4 Hipótese

A pesquisa propõe que a transição do método de lavra atual, câmaras e pilares (MCP), para o método de *longwall* (MLW), pode conduzir a um aumento estimado de 10 % no volume de minério recuperado. O MCP deixa uma parte significativa do minério no local como pilares para sustentar o teto da mina, resultando em uma recuperação parcial.

Em contraste, o método *longwall* permite a recuperação quase total do minério disponível na área de lavra, minimizando as perdas associadas aos pilares de sustentação. Com esse aumento de volume extraído, a diluição deve ser mais controlada para que retorne minério com teores aceitáveis. Embora o método *longwall* exija um investimento maior em sustentação e suporte, o custo total será avaliado para determinar se essa abordagem compensa, pois o aumento na receita pode justificar a diferença.

Espera-se que este aumento ocorra uma vez que não foram realizados testes preparatórios para a escolha do método de câmaras e pilares para o início do trabalho nesta mina. Desta forma, ao se optar pelo MLW para novas frentes de trabalho, espera-se que a recuperação do minério seja mais vantajosa.

Dadas as novas diretrizes da empresa proprietária da mina em estudo e novas descobertas de veios em níveis mais profundos, foi necessária uma reformulação no método de exploração utilizado na mina. O MCP, embora utilizado durante muito tempo na região por mineradores mais tradicionais em trabalhos artesanais, oferece uma recuperação limitada, principalmente à medida que os depósitos são mais profundos, os pilares devem ser maiores o que está diretamente relacionado à quantidade de minério não aproveitada.

O método *longwall* foi escolhido pela nova gerência da empresa pois já haviam tido experiências prévias implementando este método e obtido sucesso para depósitos de características similares. Assim, este método foi a escolha para a exploração em uma nova frente de trabalho e, posteriormente, oferecer informações técnicas para que as comparações pudessem ser feitas e que as conclusões sejam alcançadas.

Diante destas informações, a pergunta a ser respondida por esta dissertação é: o método *longwall* oferece melhores condições para a exploração de ouro nas condições das minas em Segóvia? E, para responder a este questionamento, foram considerados dois elementos principais nos quais as demais variáveis foram incluídas.

O primeiro é a análise econômica, onde os custos de produção do método atualmente utilizado (câmaras e pilares) foram comparados com o método que está sendo considerado para implementação (*longwall*). O objetivo final é determinar o custo por tonelada de minério para cada método com base nas avaliações em campo e nas anotações dos materiais consumidos na produção. Para isso, obteve-se apoio da área de custos da empresa, considerando os insumos desde a etapa de perfuração e detonação até o transporte para as comportas.

O segundo ponto consiste em uma análise da diluição nas frentes de trabalho. Essa variável desempenha um papel importante na análise da mudança do método de exploração, já que a falta de controle nesse aspecto pode resultar na diminuição do teor do minério, afetando toda a cadeia produtiva da mina. Portanto, essa variável está sendo estudada em detalhes.

2 ESTRUTURAÇÃO DO PROJETO DE PESQUISA

Este documento foi dividido em capítulos e, esses capítulos, subdivididos de forma a desenvolver uma linha de raciocínio clara. Um breve resumo dos capítulos seguintes é apresentado em sequência. Tendo sido a primeira parte algumas considerações iniciais, os objetivos específicos e o objetivo geral, a justificativa para a realização do trabalho e a hipótese aplicada.

No capítulo 3, apresenta-se um aprofundamento do contexto de aplicação da dissertação, contendo um detalhamento geológico da região, assim como a legislação colombiana vigente para o projeto e informações que são importantes para a caracterização da exploração de minério na região.

Ainda no capítulo 3, tem-se a revisão bibliográfica e a fundamentação teórica. Buscaram-se livros, teses, dissertações e artigos que pudessem contribuir para a base deste projeto de forma acadêmica, mas também se utilizou de documentos disponibilizados pelos diferentes setores da empresa mineradora.

Assim, é apresentada a metodologia no capítulo 4. Nesta seção do documento, é possível estar ciente da forma operacional com que os testes foram realizados e como as variáveis de projeto foram coletadas e armazenadas. Além também de informações acerca dos insumos gastos e da mão de obra.

No capítulo 5, são apresentados os resultados e discussões a partir das informações sobre o modelo de blocos, valores de diluição não planejada e dos custos por tonelada de minério extraída para se obter uma comparação entre os dois métodos.

Já no capítulo 6, tem-se as conclusões determinadas a partir dos resultados e das informações disponíveis durante a execução deste projeto.

São apresentadas nos apêndices informações essenciais para a compreensão e melhor descrição do trabalho, de forma que estas definições não interfiram na fluidez do texto.

3 FUNDAMENTAÇÃO TEÓRICA

Neste capítulo, serão apresentados conceitos teóricos e o posicionamento do projeto dentro da geografia e da história local. Fazem-se necessárias estas informações para um melhor entendimento da justificativa deste trabalho.

3.1 Contexto geral do projeto

O projeto foi desenvolvido na região central da Colômbia, no distrito minerador de Segovia, localizado no departamento de Antioquia, cerca de 180 km a nordeste da capital do departamento, Medellín, conforme indicado no mapa da Figura 1. Essa área, em termos geológicos gerais, é conhecida como o batólito de Segovia, uma região predominantemente composta por rochas ígneas e metamórficas dos tipos granodiorito e diorito (González, 2001).

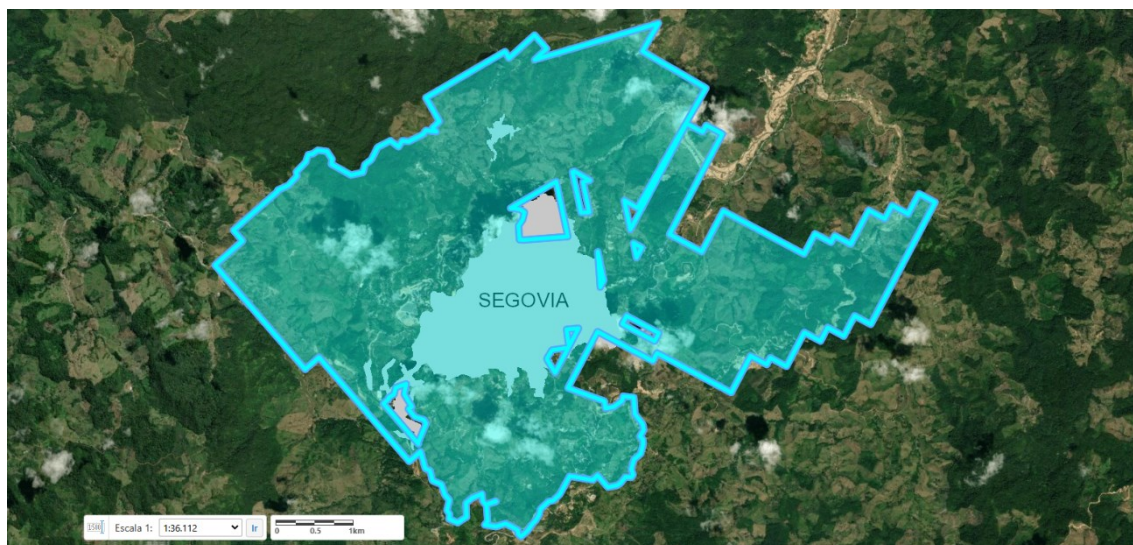
Figura 1 - Mapa da Colômbia destacando a capital Bogotá e a localização do projeto em Segovia



Fonte: <https://www.aris-mining.com/operations/operating-mines/segovia/overview/default.aspx> (Acesso em 01/07/2023)

Esta região tem sido explotada desde a época colonial, sendo um sistema de veios de quartzo sulfídico mesotermal alojado em um tipo de rocha plutônica, o granodiorito do batólito de Segovia, conforme mostrado na Figura 2. Embora o sistema principal de veios tenha inclinações variáveis, a inclinação predominante é de 30° de norte a sul, na área norte do projeto.

Figura 2 - Posicionamento do da região explotada pela empresa onde o projeto é desenvolvido



Fonte: Agência Nacional de Mineração da Colômbia (2024)

A região delimitada no Reconhecimento de Propriedade Privada (RPP, em espanhol, *Reconocimiento de Propiedad Privada*) é ampla e engloba regiões povoadas, como mostra a Figura 2. Portanto, existem estudos de subsidência pelas áreas responsáveis dentro da empresa e das autoridades competentes, como Secretaria de Minas de Antioquia e CORANTIOQUIA (*Corporación Autónoma Regional del Centro de Antioquia*, Corporação Autônoma Regional do Centro de Antioquia). A execução dos testes experimentais na mudança do método de lavra para *longwall* teve início em apenas um painel piloto dentro de todo o sistema da mina El Silencio. Para esta mudança, foram observadas as informações técnicas relevantes existentes no Plano de Manejo Ambiental (PMA) outorgado mediante Resolução N°. 160ZF-RES 1902-967 complementado pela resolução N°. 160ZF-RES 1911-6811 de 25 de novembro de 2019.

No PMA atual, já existem informações sobre estudos relacionados a águas subterrâneas e a influência destas na estabilidade. Há também a utilização de inclinômetros instalados em pontos indicados pelas autoridades competentes para garantir o controle da movimentação acima das zonas de transição. Aspectos relacionados a subsidência e distúrbios da superfície causados por este outro método deverão ser analisados posteriormente, uma vez que a mudança das operações de lavra podem alterar informações existentes nos planos anteriores (SRK Consulting Inc., 2019).

O modelo de veios segue uma orientação principalmente norte-sul, com uma espessura média de 0,9 m. Atinge até 2,0 m nas áreas mais amplas e menos de 0,1 m nas áreas mais estreitas. De acordo com estudos de viabilidade conduzidos dentro da empresa,

a continuidade dos veios se estende horizontalmente por mais de 2 km e possui mais de 1 km de profundidade máxima.

No projeto, são utilizados dois métodos de perfuração. Para as galerias, é utilizado um equipamento conhecido como *jumbo*, com perfurações de 12 pés (3,6576 m). E para o avanço mineral, são empregados equipamentos *jackleg* com perfurações de 4, 6 e 8 pés (1,2192 m, 1,8288 m e 2,4384 m, respectivamente). Os equipamentos *jackleg* são operados por profissionais especializados (os *machineros*) e um assistente, aos quais são atribuídas as responsabilidades pela execução da perfuração, carregamento e detonação da frente designada.

3.1.1 Legislação e situação contratual

A área total da concessão de mineração do projeto é de 2869,53 ha, de acordo com as informações registradas no site da Agência Nacional de Mineração da Colômbia. O Reconhecimento de Propriedade Privada (RPP, em espanhol, *Reconocimiento de Propiedad Privada*) é uma figura contratual colombiana criada pela Lei 20 de 1969. Isso significa uma concessão mineral perpétua em nome do representante do projeto, onde a pessoa física ou jurídica detém os direitos totais e indefinidos sobre o solo e subsolo dentro da área concedida.

Esse tipo de contrato remonta ao século XIX e, atualmente, não são celebrados mais contratos desse tipo, pois há pouca regulamentação para eles, e o requisito principal para manter a licença é não suspender a exploração por mais de um ano consecutivo. Atualmente, os contratos na Colômbia são celebrados com base na Lei 685 de 2001, e a inspeção, controle e fiscalização das concessões são reguladas pelo Decreto 1886 de 2015, que estabelece os parâmetros técnicos para o desenvolvimento de atividades subterrâneas em todas as fases do projeto.

Na Figura 2, onde é possível observar os limites da concessão mineral, nota-se que a sede municipal do município de Segovia está dentro da área concedida para mineração.

3.1.2 Classificação do projeto

Segundo a legislação colombiana, quando um projeto minerador está na fase de exploração, a mina deve ser classificada em uma das três categorias seguintes: pequena, média ou grande escala. Isso varia de acordo com o volume máximo anual de produção. A Tabela 1 apresenta os valores estipulados no Decreto 1666, de 21 de outubro de 2016.

Tabela 1 - A classificação para os projetos mineradores de acordo com a sua produção anual

Mineral	Pequena		Mediana		Grande	
	Subterrânea	Céu aberto	Subterrânea	Céu aberto	Subterrânea	Céu aberto
Carvão (ton/ano)	até 60000	até 45000	> 60000 até 650000	> 45000 até 850000	> 650000	> 850000
Materiais de construção (m ³ /ano)	N/A	até 30000	N/A	> 30000 até 350000	N/A	> 350000
Metálicos (ton/ano)	até 25000	até 50000	> 25000 até 400000	> 50000 até 750000	> 400000	> 750000
Não metálicos (ton/ano)	até 20000	até 50000	> 20000 até 300000	> 50000 até 1050000	> 300000	> 1050000
Metais preciosos (ouro, prata) (ton/ano) ou (m ³ /ano)	até 15000 ton/ano	até 250000 m ³ /ano	> 15000 até 300000 ton/ano	> 250000 até 1300000 m ³ /ano	> 300000 ton/ano	> 1300000 m ³ /ano
Pedras preciosas e semipreciosas (ton/ano)	até 20000	n/a	> 20000 até 50000	N/A	> 50000	N/A

Fonte: Decreto 1666 de 21 de outubro de 2016.

Portanto, o projeto é considerado de médio porte produzindo, em média, 250 000 toneladas anuais de minério e foi recentemente semimecanizado. Na operação, contam com um *jumbo* de um braço, 4 caminhões basculantes com capacidade para 10 toneladas e dois carregadores frontais com capacidade de caçamba de 3,0 m³.

O tipo de mineração atualmente utilizado é o método de câmaras e pilares. Este método permite uma maior seletividade no minério e pode ser explotado alternando as sequências rapidamente sem interromper o fornecimento de minério. Associado principalmente a minas de pequeno e médio porte, já que a geometria e as sequências podem ser escolhidas e alteradas com certa facilidade (Ortiz, 2000).

Outra vantagem desse método é a capacidade de suspender atividades em algumas frentes se o teor for muito alto ou muito baixo e, posteriormente, serem reativadas para alcançar uma melhor blendagem e fornecer minério de acordo com as características exigidas pela planta.

3.1.3 Acessibilidade

As principais operações da empresa estão localizadas no município de Segovia, localizado cerca de 180 km a nordeste da capital, Medellín, no departamento de Antioquia, que está situado no noroeste do país.

Existem duas alternativas de transporte para alcançar as instalações principais da empresa: via terrestre ou aérea. A rota terrestre de Medellín a Segovia abrange aproximadamente 200 km e está completamente pavimentada, embora a viagem leve cerca de 5 horas devido à sinuosidade considerável do trajeto. Saindo de Medellín, o percurso passa pelos municípios de Barbosa, Yolombó, Vegachí e Remedios

Por via aérea, partindo do Aeroporto Olaya Herrera, em Medellín, até o aeroporto em Otú, a 15 km de Segovia. A partir desse ponto, utiliza-se transporte terrestre passando pelo município de Remedios e pelo distrito de La Cruzada (aproximadamente 20 minutos de percurso).

3.1.4 Clima, topografia e vegetação

O clima na região é classificado como temperado (clima tropical úmido) com uma média de 25 °C e uma precipitação anual entre 2500 mm e 3000 mm. Os meses mais chuvosos são maio e dezembro.

O projeto está localizado nas proximidades da Cordilheira Central dos Andes Colombianos. A topografia regional consiste em uma mesa de baixa altitude, situada entre 650 m e 800 m acima do nível do mar. A área regional é caracterizada por vales com altitudes inferiores a 250 metros, mas com inclinações que variam de 20° a 40°. O tipo de drenagem é dendrítico.

A vegetação na região é predominantemente composta por floresta tropical, porém muitas áreas foram impactadas pelo uso do solo para a pecuária. Em alguns pontos, é possível encontrar processos naturais de reflorestamento com vegetação secundária.

3.2 Contexto histórico

Desde tempos anteriores à conquista espanhola, os povos indígenas do território colombiano exploraram o ouro, utilizando-o na confecção de ornamentos, joias e utensílios domésticos, assim como para trocas e intercâmbio de mercadorias. O comércio do ouro foi um fator determinante para a fundação de cidades como Anserma, Cartago, Santafé de Antioquia, Zaragoza, Remedios, entre muitas outras durante o século XVI (Cock; López, 2001).

A mineração de ouro contribuiu para o apoio oferecido pelos britânicos durante as campanhas de independência, de acordo com o Instituto de Estudos Colombianos (IEC, em espanhol, *Instituto de Estudios Colombianos*).

A atividade de exploração iniciou-se em Remedios por volta de 1560. Devido às dificuldades de acesso e à falta de recursos para acessar áreas mineráveis, a atividade mineradora foi suspensa por volta da metade do século XVIII (Cock; López, 2001).

Após a independência, uma nova fase de exploração teve início, com um grande investimento da Grã-Bretanha, o que intensificou a atividade mineradora no início de 1850. Isso levou à fundação do município de Segovia em 1869, que posteriormente se

tornou um município independente de Remedios em 1885 (Cock; López, 2001; SRK Consulting Inc., 2019).

No início do século XIX, a Frontino Gold Mines Limited, detentora do título minerário RPP-140, era uma das maiores empresas da Colômbia, com mais de 700 empregos diretos e 1500 indiretos. Em junho de 2013, juntamente com a Meodoro Resources LTD formaram uma empresa única, conhecida até 2022 como Gran Colombia Gold (e depois GCM Mining CORP), detentora do título minerário RPP-140. Atualmente, a empresa Aris Mining possui o título após comprar a proprietária anterior em 2022.

A análise histórica e a exploração do depósito têm sido limitadas a análises e amostragens subterrâneas. Como resultado, há uma falta de registros históricos que incluam mapeamentos regionais de superfície, bem como dados geofísicos ou por satélite, devido à forma como o projeto foi inicialmente concebido. Consequentemente, não há certeza sobre as dimensões exatas do depósito. No entanto, as perfurações de exploração continuam fornecendo dados sobre novas estruturas de interesse, contribuindo para a expansão do conhecimento sobre a área.

3.3 Estrutura da revisão bibliográfica

Com o intuito de contextualizar, foram consideradas fontes acadêmicas, tais como livros, artigos de revistas científicas e aulas de mestrado. Essa abordagem visou descrever definições básicas e aspectos gerais que permeiam não apenas o desenvolvimento teórico da tese, mas também a fase experimental e a análise de resultados ao longo da pesquisa.

Realizou-se uma extensa revisão de teses de doutorado e dissertações de mestrado, com o objetivo de contextualizar as linhas de pesquisa diretamente relacionadas ao problema proposto. Essa análise envolveu a comparação de modelos semelhantes adotados globalmente na indústria, visando compreender quais avanços ou observações foram previamente explorados. Essa abordagem permitiu identificar a região mais próxima em termos de problemática, observações e análise de resultados.

Finalmente, toda a revisão bibliográfica é reforçada com relatórios técnicos da empresa elaborados por equipes multidisciplinares, lideradas pelo setor de chefes de turno. Esses relatórios proporcionam uma compreensão aprofundada do funcionamento específico no local onde ocorrerá toda a etapa experimental da dissertação.

De acordo com Hamrin (2001), o termo minério é um conceito econômico que pode ser definido como uma concentração anômala passível de exploração e conversão em um produto comercial para gerar lucro financeiro. Essa definição demanda

considerações posteriores, pois o minério não existe realmente até ser categorizado como tal, e sua definição requer informações mais detalhadas do que apenas o teor e a pureza dos minerais.

Hamrin (2001) também introduz o termo importante *run-of-mine* (ROM), que se refere à matéria-prima extraída diretamente de uma mina sem processamento ou classificação, sendo uma mistura de minerais valiosos e rocha ou solo sem valor. Esse termo é comumente usado para descrever o estado inicial de uma matéria mineral antes de qualquer processamento.

A partir desse conceito, é possível calcular a quantidade de minério *in situ*, aplicando os preços de mercado do metal ou metais de interesse, subtraindo os custos de tratamento e transporte. Em seguida, o saldo remanescente deve cobrir os custos diretos de mineração e proporcionar uma margem de lucro para o operador da mina.

Uma das estratégias principais para aumentar o valor do ROM é ajustar os limites das áreas mineradas para estabelecer um teor mais alto, aumentando assim o valor do produto e mantendo a rentabilidade da mina. Outra abordagem é aumentar a eficiência da produção, modificando o método de mineração, seja melhorando a tecnologia dos equipamentos ou alterando os sistemas de exploração de acordo com as condições do depósito.

Uma vez que o corpo mineral é definido espacialmente e há informações suficientes, inicia-se o processo de seleção do melhor método ou métodos mais apropriados para a exploração mineral. Nesta etapa, a seleção é preliminar e serve apenas como base para o design do projeto e um estudo de viabilidade. Posteriormente, pode ser necessário revisar em detalhes, mas os princípios básicos para a extração mineral devem permanecer como parte do design final.

3.4 Critérios de seleção de métodos de mineração subterrânea

A mineração pode ser definida como a obtenção seletiva de minério e outros materiais (petróleo, gás) da crosta terrestre. Também é chamada de atividade econômica primária relacionada à extração de elementos dos quais se pode obter benefício econômico. Embora há diversos fatores, tanto quantitativos quanto qualitativos para a determinação do método de lavra em um projeto mineiro, ainda é possível determinar alguns pontos principais que devem ser considerados, de acordo com Hartman e Mutmanský (2002). Estas características e variáveis são apresentadas na Tabela 2.

Tabela 2 - Principais fatores de seleção do método de exploração em um projeto mineiro

Fator	Variáveis
Características espaciais do depósito	Tamanho
	Formato
	Atitude
	Profundidade
	Regularidade das fronteiras do minério
Condições geológicas e hidrológicas	Existência de mineração anterior
	Mineralogia e petrografia
	Composição química
	Estrutura do depósito
	Planos de fraqueza
	Uniformidade de teor
Propriedades geotécnicas (mecânica do solo e da rocha)	Zonas de alteração e intemperismo
	Existência de gases estratigráficos
	Propriedades elásticas
	Comportamento plástico ou viscoelástico
	Estado de tensão
Considerações econômicas	Classificação da massa rochosa
	Outras propriedades físicas que afetam a competência
	Reservas
	Taxa de produção
	Vida útil da mina
Fatores tecnológicos	Produtividade
	Custos comparativos de mineração dos métodos adequados
	Custos de capital comparativos dos métodos adequados
	Recuperação
	Diluição
	Flexibilidade do método
	Seletividade do método
	Concentração ou dispersão das operações
	Capacidade de mecanização e automação
	Intensidades de capital e trabalho

	Controle de solo para manter a integridade das aberturas
	Efeitos de subsidência ou desmoronamento na superfície
	Controle atmosférico
Preocupações ambientais	Disponibilidade de áreas adequadas para disposição de resíduos
	Força de trabalho
	Condições de segurança comparativas dos métodos de mineração adequados.

Fonte: (Hartman; Mutmanský, 2002)

Pode-se então definir os lucros em um projeto minerador da forma mostrada na Equação (1).

$$\text{Lucros} = \text{Produção} \cdot (\text{Preço} - \text{Custo}) \quad (1)$$

A seleção do método de exploração mais adequado para um tipo específico de depósito envolve a consideração de fatores naturais, econômicos e ambientais. Essas considerações derivam da necessidade de realizar uma análise antes de iniciar os processos de construção, montagem, preparação, desenvolvimento e, conseqüentemente, exploração.

Um dos temas mais importantes na análise técnica para definir o tipo do método de exploração é a geologia estrutural do depósito. Isso envolve a forma e o tipo de rochas presentes, suas propriedades de resistência (tanto do minério quanto da rocha encaixante), distribuição espacial e zonas de alteração, classificação do maciço e esforços presentes, profundidade e outros fatores.

Este tema emerge como um componente essencial na tomada de decisões, uma vez que influencia significativamente diversos critérios de seleção. Compreender a geometria do depósito, determinada pela geologia estrutural, orienta a adaptação do método para maximizar a eficiência na recuperação de minério. Ao estabelecer um planejamento, levando em consideração que tanto a contaminação do minério por *overbreak* quanto a perda do mesmo por *underbreak* podem afetar o ciclo completo de produção na mina. Isso ocorre devido à falta de controle, que não apenas impacta a segurança das pessoas e das equipes operacionais, mas também prejudica a produtividade e a recuperação do minério planejada inicialmente nas reservas do projeto (Darling, 2011; Jang, 2014).

Nas considerações naturais, é crucial reunir todas as informações geológicas possíveis. Parâmetros como forma, dimensão, direção e mergulho são fundamentais para

definir o método de mineração e elaborar uma projeção futura. Além disso, é importante considerar as informações estruturais do depósito, como descontinuidades, falhas regionais e locais, bem como o processo de beneficiamento, minerais associados, composição geoquímica e granulometria exigida na planta.

A distribuição e o tipo de mineralização, aspectos fundamentais guiados pela geologia estrutural, são fatores determinantes na escolha do método mais apropriado. A estabilidade geotécnica, avaliada por meio de análises geomecânicas influenciadas pela estrutura da geologia, é essencial para minimizar riscos e garantir um ambiente de trabalho seguro. Também, tem-se a eficiência econômica, que é otimizada ao selecionar um método adaptado às características geológicas específicas, assegurando uma exploração lucrativa (Hartman; Mutmansky, 2002).

Em termos de segurança operacional e sustentabilidade ambiental, a geologia estrutural orienta a escolha de métodos que minimizam riscos e impactos, contribuindo para práticas de mineração seguras e sustentáveis. Em resumo, ela desempenha um papel fundamental ao influenciar a tomada de decisões em cada um dos critérios de seleção, garantindo uma exploração subterrânea eficiente e responsável (Hartman; Mutmansky, 2002).

Com base nessas informações, juntamente com dados adicionais como teores, reservas e zonas de minérios, realiza-se uma avaliação de engenharia. São elaborados estudos conceituais para cada etapa do projeto focados na avaliação das características físicas do depósito, quantidade de trabalho envolvido no transporte do minério, tipo e tamanho do equipamento, localização dos acessos da mina e serviços necessários para cada caso.

Posteriormente, são conduzidos estudos de viabilidade técnica onde é apresentado um projeto detalhado, incluindo planos e especificações para o desenvolvimento, construção e montagem. O programa é ajustado de acordo com as regulamentações aplicadas a cada fase do projeto.

A vida de uma mina possui cinco estágios: prospecção, exploração, desenvolvimento, exploração e recuperação. Antes da atividade de mineração propriamente dita, os estágios de prospecção e exploração acontecem e, muitas vezes, são unidos (Hartman; Mutmansky, 2002).

Na fase de prospecção de depósitos minerais, são utilizados métodos diretos, como observações geológicas, e métodos indiretos, como levantamentos geofísicos e análises geoquímicas. Esses métodos visam localizar locais favoráveis para a presença de

minério, utilizando recursos como mapas geológicos, literatura especializada e tecnologias modernas, como fotografias aéreas e imagens de satélite (Hartman; Mutmansky, 2002).

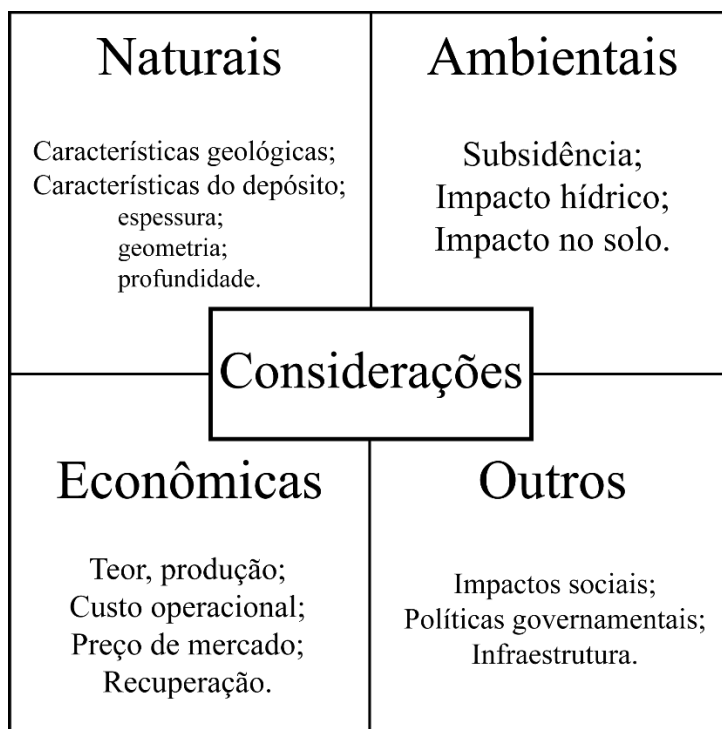
Uma vez identificadas anomalias que indicam a presença de minério, estas são investigadas detalhadamente por meio de análises de amostras de solo, rochas e água. As informações coletadas são então analisadas e avaliadas para determinar a viabilidade econômica da exploração do depósito mineral identificado. Esse processo inclui a interpretação dos dados geológicos e geofísicos, a avaliação das características do depósito e a estimativa dos custos de extração e processamento, fundamentais para orientar as decisões sobre o desenvolvimento de projetos de mineração (Hartman; Mutmansky, 2002).

Essa caracterização geomecânica é essencial para a planificação do Plano de Trabalhos e Obras (PTO), o plano de sustentação (necessário para as autoridades) e, com base na classificação e nos mecanismos de falha correspondentes, a seleção e o projeto do mecanismo de suporte adequado. Na fase de exploração de um depósito mineral, é realizado um exame detalhado e avaliação minuciosa do minério presente, através de amostragem por perfuração ou escavação, seguida de ensaios e testes laboratoriais para estimar a quantidade e qualidade do minério.

Por fim, é feita uma avaliação econômica do depósito, considerando a receita e os custos associados, para determinar sua viabilidade. Com base nessa análise, é conduzido um estudo de viabilidade para decidir se o desenvolvimento e o método de lavra do depósito são economicamente viáveis ou não.

Na Figura 3, tem-se um diagrama resumo para as principais considerações no desenvolvimento de um projeto de mineração com base nas informações de Hartman e Mutmansky (2002). Nele, pode-se observar 4 principais fatores e exemplificações do que eles representam, sendo eles: naturais, ambientais, econômicos e outras considerações importantes.

Figura 3 - Diagrama de considerações para o desenvolvimento de um projeto de mineração

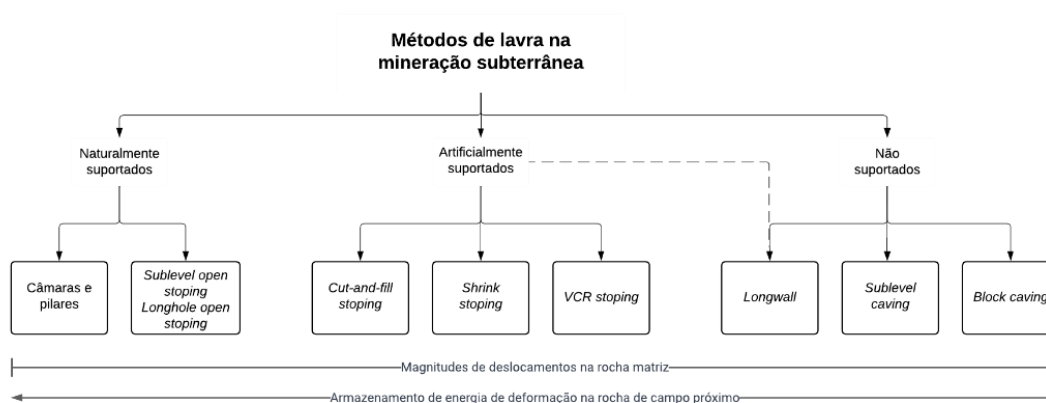


Fonte: Elaboração própria a partir de (Hartman; Mutmansky, 2002)

3.5 Métodos de exploração

Os métodos de exploração de lavra subterrânea podem ser classificados como mostra o fluxograma da Figura 4, de acordo com características de autoportabilidade (Brady; Brown, 1993; Hamrin, 1998; Hartman; Mutmansky, 2002).

Figura 4 - Classificação dos métodos de lavra subterrânea segundo Brady e Brown



Fonte: (Brady; Brown, 1993) (Adaptado).

Nicholas (1992) propôs um método quantitativo para a determinação dos principais métodos de exploração baseando-se em características do ambiente, dividindo-se em informações da geometria dos veios, distribuição do teor e de características

mecânica das rochas. A Tabela 3 mostra as características escolhidas pelo autor para determinação deste método e os resultados para a mina estudada neste projeto.

Tabela 3 - Tabela resumo para seleção do método de exploração proposto por Nicholas (1992)

Geometria / Distribuição de teor	
Formato geral	Tabular
Espessura do veio	Estreito
Mergulho do veio	Intermediário
Distribuição de teor	Gradativo
Características mecânicas da rocha	
Zona de minério	
Resistência do Material Rochoso	Moderado
Espaçamento das Fraturas	Pequeno
Resistência das Fraturas	Fraca
Capa (<i>Hanging Wall</i>)	
Resistência do Material Rochoso	Moderado
Espaçamento das Fraturas	Pequeno
Resistência das Fraturas	Forte
Lapa (<i>Footwall</i>)	
Resistência do Material Rochoso	Moderado
Espaçamento das Fraturas	Pequeno
Resistência das Fraturas	Forte

Fonte: (Nicholas, 1992) (Adaptado)

Estas características são avaliadas de acordo com valores determinados pelo autor. Um valor de 3 ou 4 indica que a característica é preferida para o método de mineração. Por sua vez, um valor de 1 ou 2 indica que uma característica provavelmente é adequada para esse método de mineração. E, por fim, um valor de 0 indica que uma característica provavelmente não promoverá o uso desse método de mineração, embora não o exclua completamente (Carter, 2011; Nicholas, 1992).

Há também uma penalidade, um valor de -49 indicaria que uma característica eliminará completamente a consideração desse método. Já que o resultado final será a soma dos valores recebidos em cada característica e, um valor negativo tão alto, fará com que o método seja eliminado (Carter, 2011; Nicholas, 1992). As tabelas completas com os valores estão apresentadas no Apêndice A.

Na Tabela 4 tem-se os valores finais obtidos para o painel que será trabalhado durante esta dissertação. Para os valores de capa e lapa, há a multiplicação de um peso de 0,8 e 0,5, respectivamente. O autor justifica a utilização destes pesos uma vez que as informações de geometria, distribuição de teor e características da zona de minério devem ser mais importantes na hora da determinação de um método de exploração (Carter, 2011).

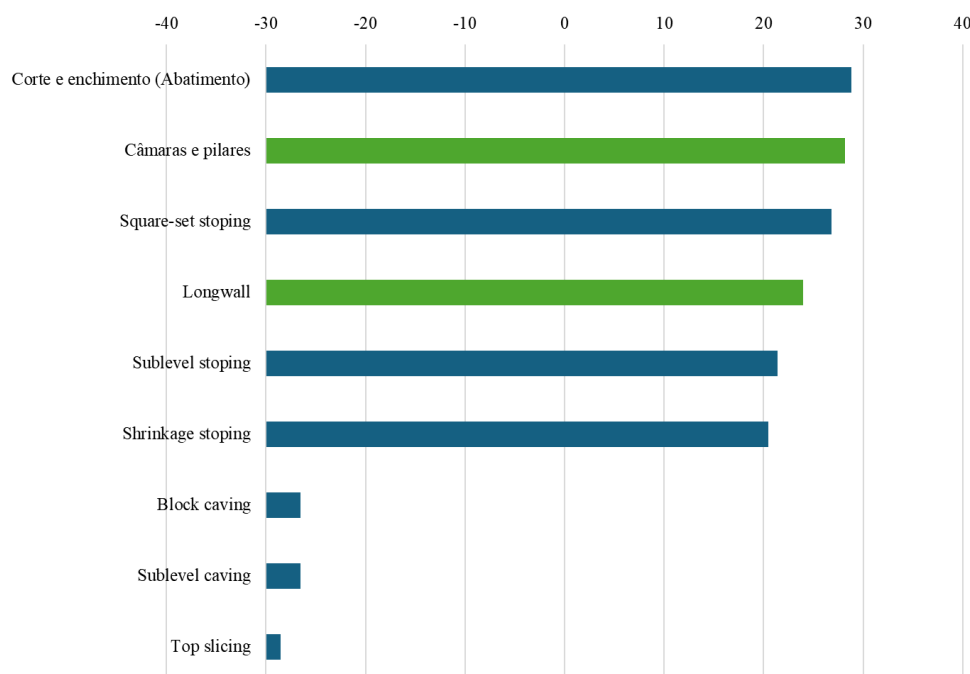
Tabela 4 - Valores obtidos para o painel 1345 da mina El Silencio

Método de mineração	Geometria / Distribuição de teor	Características mecânicas da rocha			Total	Total Geral
		Zona de minério	Capa (<i>Hanging Wall</i>)	Lapa (<i>Footwall</i>)		
<i>Block caving</i>	-43	8	4	4,5	16,5	-26,5
<i>Sublevel stoping</i>	7	4	6,4	4	14,4	21,4
<i>Sublevel caving</i>	-42	7	4	4,5	15,5	-26,5
<i>Longwall</i>	10	5	4	5	14	24
Câmaras e pilares	12	5	7,2	4	16,2	28,2
<i>Shrinkage stoping</i>	6	6	4	4,5	14,5	20,5
Corte e enchimento (Abatimento)	14	7	4,8	3	14,8	28,8
<i>Top slicing</i>	-43	6	4	4,5	14,5	-28,5
<i>Square-set stoping</i>	12	7	4,8	3	14,8	26,8

Fonte: Elaboração própria.

Com base nestes valores, pode-se determinar que os quatro resultados mais altos foram para: corte e enchimento (abatimento), câmaras e pilares, *square-set stoping* e, em quarta posição, *longwall*, como mostra na Figura 5. Os métodos destacados em verde são os métodos de estudo desta dissertação.

Figura 5 - *Ranking* dos principais métodos utilizando o método proposto por Nicholas (1992)



Fonte: Elaboração própria.

Após esta qualificação, os principais métodos devem ser analisados pela equipe responsável para serem adequados à realidade do projeto. Embora o autor proponha esta qualificação quantitativa, ele ressalta que a experiência e individualidade de cada projeto

deve ser levada em consideração (Carter, 2011; Nicholas, 1992). Hartman e Mutmanský (2002) apresentam uma tabela comparativa dos custos relativos dos principais métodos de exploração, adaptada na Tabela 5.

Tabela 5 - Custos gerais estimados para métodos tradicionais, em bases relativas e absolutas

Método de mineração	Custo relativo médio [%]	Amplitude de Custo
		Absoluto de Mineração (USD/t)
<i>Block caving</i>	10	6 - 17
<i>Sublevel stoping</i>	20	13 - 39
<i>Sublevel caving</i>	15	11 - 33
<i>Longwall</i>	15	11 - 22
Câmaras e pilares	20	11 - 28
<i>Shrinkage stoping</i>	45	33 - 77
Corte e enchimento (Abatimento)	55	33 - 77
<i>Square-set stoping</i>	100	55 - 165

Fonte: (Hartman; Mutmanský, 2002) (Adaptado)

Pode-se observar que *square-set stoping* e o método de corte e enchimento possuem os dois maiores custos. Desta forma, a escolha pelo método *longwall* se torna ainda mais entendível, uma vez que situou-se entre os quatro principais métodos de exploração através da qualificação proposta por Nicholas (1992), já foi experienciado pela equipe técnica em outros trabalhos e, além disso, possui um custo relativo mais baixo que o MCP (Hartman; Mutmanský, 2002).

Nesta revisão serão apresentados dois métodos de exploração subterrânea: câmaras e pilares e *longwall*. O primeiro é o método atualmente usado pela mineradora e o segundo é o método que se projeta implementar nas frentes de trabalhos. Este novo método será testado, inicialmente, no corte 34-1345.

3.5.1 Câmaras e pilares

A mineração de câmaras e pilares é amplamente utilizada em escala global e aplicada em diversos tipos de depósitos minerais, sendo comumente empregada em depósitos relativamente planos, caracterizados por espessura limitada. Neste método, pilares são deixados para suportar o teto ou paredes, com a prática comum de procurar deixar esses pilares com a menor dimensão possível (Cano Nunez, 2016; Farmer, 1992; Silveira; Lins, 2020).

Para assegurar a estabilidade do teto, são instalados parafusos de ancoragem nas rochas, sendo utilizados parafusos helicoidais de 2", 4" e 8" (50,8 mm, 101,6 mm e 203,2 mm, respectivamente) na área do projeto. O projeto genérico desse método geralmente segue padrões regulares, com larguras de câmara e de pilar determinadas por informações geomecânicas e condições da rocha, podendo ser revisadas localmente, se necessário (Farmer, 1992).

Os minerais contidos nos pilares não são recuperáveis e, portanto, não são incluídos nas reservas minerais. No entanto, em muitas minas, quando os pilares têm teores muito altos, é realizada uma recuperação, como aponta Hamrin (2001). A mineração de câmaras e pilares pode apresentar variações, adaptando-se as diferentes condições geológicas (Hamrin, 2001).

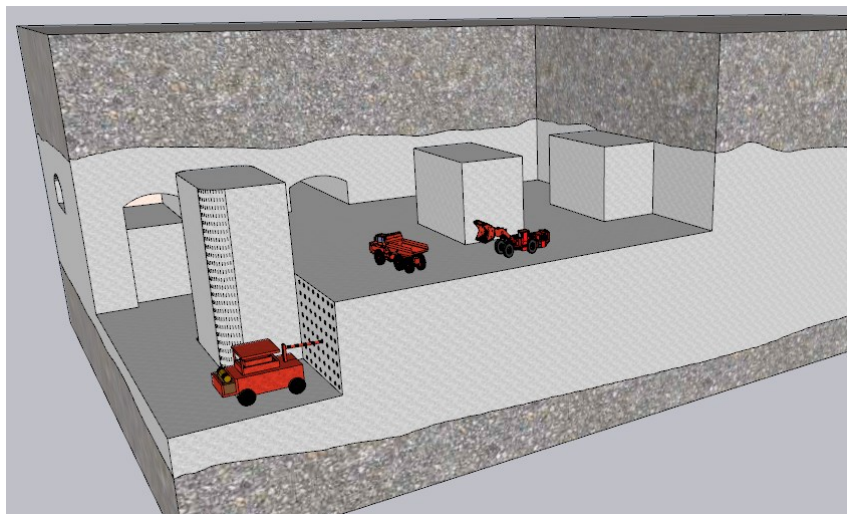
O método de câmaras e pilares clássico requer pouco desenvolvimento para preparar o depósito plano. Vias de transporte e comunicação são estabelecidas dentro das câmaras de produção, que podem ser combinadas com a extração de minerais. As câmaras resultantes podem ser utilizadas como rotas de transporte ou pontos de armazenamento (Hamrin, 2001).

A produção de minério utiliza as mesmas técnicas de perfuração e detonação que no avanço normal, onde as dimensões das escavações de avanço (galerias e travessas) são iguais à largura e altura da câmara. Quando as condições geológicas são favoráveis, as câmaras podem ser grandes e grandes perfuradoras mecânicas podem ser utilizadas (SRK Consulting Inc., 2019).

O minério é carregado com carregadeiras frontais e os equipamentos são selecionados de acordo com a altura da câmara e a distância de transporte. Para depósitos mais estreitos, são utilizados equipamentos como LHD (*load-haul-dump*, em tradução direta para português, carregador-transportador-descarregador), onde o material pode ser transferido para caminhões em pontos de armazenamento para transporte a distâncias maiores (SRK Consulting Inc., 2019).

A Figura 6 apresenta um esquema representativo de uma mina subterrânea que utiliza o método descrito anteriormente.

Figura 6 - Representação ilustrativa de um sistema de exploração utilizando o método de câmaras e pilares



Fonte: Elaboração própria a partir de (Hamrin, 2001).

Existem variações deste método que também são utilizadas em campo. O método chamado “câmaras e pilares posteriores” aplica-se a corpos de minério inclinados com ângulos entre 20° e 55° . Essas minas têm alturas significativas e o espaço extraído é preenchido. O preenchimento mantém a massa de rocha estável e serve como plataforma de trabalho enquanto a próxima porção de minério é extraída (Hamrin, 2001).

Já o método escalonado é uma adaptação para mineração que não possui trilhas e a inclinação é muito acentuada para a utilização de maquinário pesado. Um ângulo é estabelecido para as vias de transporte de material em relação às câmaras de trabalho (Hamrin, 2001).

O método de câmaras e pilares implementado na empresa segue os princípios do método clássico descrito, mas possui as vias de acesso e transporte fora do corpo mineralizado, exceto pelos níveis, que avançam até o limite da zona mineralizada e permitem delimitar o comprimento total dos painéis (SRK Consulting Inc., 2019).

Avança-se até o próximo nível pela rampa principal, paralelamente aos veios e então abre-se uma galeria transversal até atingir o veio. As escavações de produção são realizadas manualmente com um equipamento *jackleg*, do nível inferior até o superior, para aproveitar a gravidade (SRK Consulting Inc., 2019).

A recuperação neste método está entre 70 % e 80 %. Este valor depende do desenho geotécnico final, que indica as dimensões do pilar e a câmara entre eles. Os pilares geralmente não são recuperados, porém, ao se tratar de zonas muito ricas, o pilar é substituído por outro tipo de sustentação (Bullock, 2011).

O conhecimento da resistência da rocha encaixante e do minério são essencialmente importantes neste método uma vez que o teto deve ser o suficientemente forte para manter-se estável com os vãos das câmaras resultantes da exploração.

3.5.2 *Longwall*

Os principais trabalhos apresentando o método de lavra *longwall* são focados em depósitos de carvão. Há algumas exceções com estudos de caso em minas de ouro de veios estreitos no Peru, apresentados em Bravo Borda (2017) e Champi Huamani e Lopez Auqui (2015) e na África do Sul, mostrados por Hustrulid e Bullock (2001) e Russo-Bello e Murphy (2000).

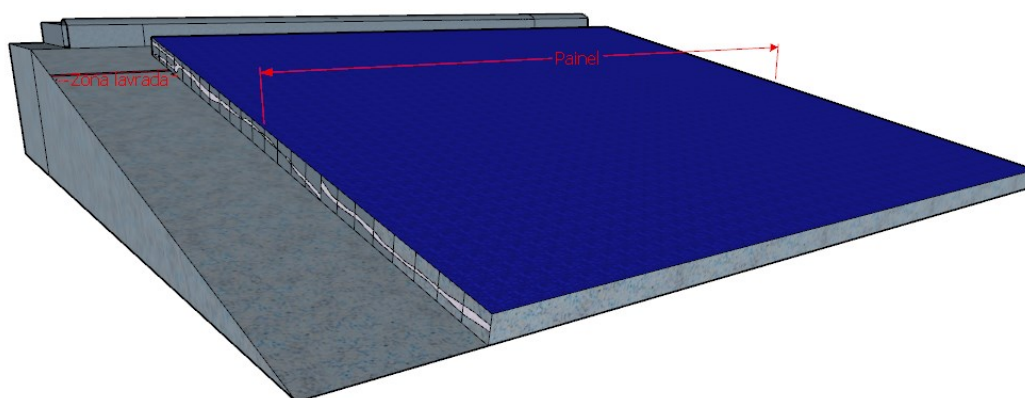
Portanto, pode-se observar que o método é usado também em depósitos para rochas duras e difíceis de ser mineradas. Em minas na África do Sul, por exemplo, foram desenvolvidas técnicas próprias baseadas em mão de obra e na utilização de perfuradoras manuais pneumáticas e na utilização de pilares de madeira ou de concreto instalados para suportar o teto em minas muito profundas (Vieira; Diering; Durrheim, 2001).

Esta técnica evoluiu a partir de um método principalmente manual, no qual fileiras de escoras sustentavam o teto ao longo de uma face comprida. O minério era extraído da face, inicialmente por meio de uma perfuração e detonação e depois por meios pneumáticos, hidráulicos e/ou elétricos (Hustrulid; Bullock, 2001-).

O carregamento do minério era feito manualmente usando pás e então colocado em esteiras transportadoras ou vagões de trem. Este método exigia muito trabalho, tinha baixa produtividade e havia uma grande exposição dos trabalhadores a perigos significativos.

Desde então, a evolução da tecnologia tem produzido melhorias significativas, motivadas pela necessidade de melhorar a segurança e a produtividade, bem como reduzir os custos de mão de obra e produção (Hustrulid; Bullock, 2001-). A Figura 7 faz uma referência a realização deste método.

Figura 7 - Representação gráfica da forma de extração utilizando o método *longwall*



Fonte: Elaboração própria.

Quanto a espessura dos depósitos, os sistemas de *longwall* são normalmente aplicados em depósitos tabulares de veios longos. Além disso, são depósitos com pouca variação na espessura do minério ao longo das frentes de trabalho em questão. Isto significa que em um determinado painel, a variação da espessura dos veios deve ser baixa no decorrer deste painel (Hustrulid; Bullock, 2001-).

Após a caracterização da espessura da zona de lavra, uma altura nominal será definida. Alturas mínimas e máximas práticas de mineração são definidas pelos tamanhos críticos dos equipamentos e pelos limites operacionais. O *longwall* tem flexibilidade na extração de material dentro dos limites de um painel e cortará qualquer área do painel, extraíndo, pelo menos, a sua altura mínima de operação, mas também pode extrair até a altura máxima de corte, ou próximo desta altura (Hustrulid; Bullock, 2001-).

O método *longwall* aplicado a depósitos polimetálicos profundos foi inicialmente uma tentativa de melhorar as condições de mineração. As primeiras aplicações sistemáticas foram realizadas na África do Sul, em minas a profundidades de 2 100 m, aproximadamente, e tendo faces com comprimentos variando entre 900 m e 1200 m (Vieira; Diering; Durrheim, 2001).

Nestes primeiros desenhos, à medida que as extensões das frentes de trabalho aumentavam, as concentrações de tensão também aumentavam. Desta forma, a probabilidade de colapso do teto também aumentava.

O corpo ideal para o método de mineração de *longwall* é aquele que possui uma distribuição relativamente consistente de teor, com poucas interrupções do veio devido a falhas e intrusões, ou seja, condições que nem sempre ocorrem. Neste método, existem pilares de proteção na direção de avanço da lavra para proteger as regiões utilizadas como entradas, ou seja, as galerias de acesso horizontais e/ou verticais.

Alguns pilares para sustentação foram introduzidos em minas na África do Sul na década de 1960. Embora inicialmente tivessem sido superdimensionados, estes reforços foram revisados na década de 1970. A largura dos pilares foi reduzida e, posteriormente, este tipo de pilar foi aplicado em outras minas do país (Vieira; Diering; Durrheim, 2001).

Dentre as vantagens da utilização do *longwall* nestas condições estão a exploração contínua das frentes de trabalho, facilidade de gerenciamento das operações (uma vez que os processos eram mais concentrados em uma região), a ventilação e a provisão de serviços era realizada de uma forma mais otimizada e o acesso aos veios era mais rápido (Russo-Bello; Murphy, 2000).

Um dos principais projetos desenvolvidos com a utilização do método *longwall* para exploração de depósitos metálicos foi a mina TauTona, situada na região de Joanesburgo, na África do Sul. Contava com pilares de estabilidade no seu planejamento e seus depósitos se encontravam a uma profundidade entre 2 km e 3,5 km e os veios possuíam um ângulo médio de mergulho de 21° para sudeste (Russo-Bello; Murphy, 2000).

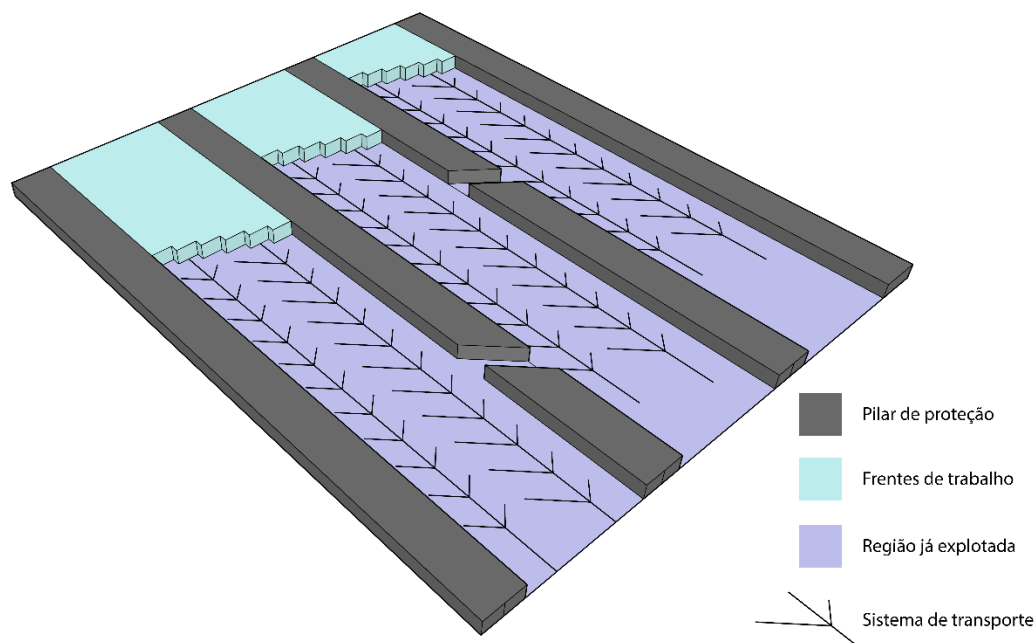
As faces de trabalho dos painéis eram centralizadas, mantendo-se um pilar de proteção atrás e, a partir deste centro, as frentes eram desenvolvidas para os dois lados. Um pilar de estabilização de 40 m era deixado entre os mini *longwall* (a frente de trabalho era dividida em partes menores para facilitar o processo). As principais descontinuidades eram incorporadas a estes pilares. Para cada mini *longwall*, havia seis painéis de 40 metros, oferecendo uma recuperação de minério de 85 % (Russo-Bello; Murphy, 2000).

Para o sistema de carregamento, os pontos eram posicionados a cada 20 m ou 25 m, com uma inclinação de 45°. As travessas cortavam o depósito em um intervalo de 69 m para desenvolver nichos e/ou acessos ao depósito. Cada painel contava com seu nicho e com um sistema de drenagem a cada 69 m, para coincidir com o posicionamento do sistema de carregamento. Entre 70 m e 90 m haviam locais para transferência de pessoal e também de material (Russo-Bello; Murphy, 2000).

A cada 750 m, uma nova travessa para transporte era desenvolvida, uma vez que com o passar do tempo, as distâncias entre os painéis se tornariam consideráveis. Também eram desenvolvidos processos de serviços, tubulações para substituição, além da existência de um sistema de transferência entre diferentes operações. Para esta mina, a porção de extração era, geralmente, de 28 m² por metro de avanço (Russo-Bello; Murphy, 2000).

O ar era trazido através de um resfriador de ar para fornecer ventilação aos quatro painéis inferiores. Então, resfriado novamente em um nível acima para fornecer ventilação aos dois painéis superiores e, por fim, é retornado ao nível inicial através de ventiladores de exaustão (Russo-Bello; Murphy, 2000). Uma representação esquemática deste desenvolvimento pode ser vista na Figura 8.

Figura 8 - Representação esquemática do desenvolvimento do método *longwall* na mina TauTona



Fonte: (Vieira; Diering; Durrheim, 2001) (Adaptado)

No ano de 2001, a mina TauTona extraiu um total de 1,6 Mt de minério, com um teor médio de ouro de 11,94 g/t, levando um total de 19 355 kg (622 000 oz) de ouro produzidos neste ano e um custo de produção de US\$154,00 /oz (AngloGold, 2001).

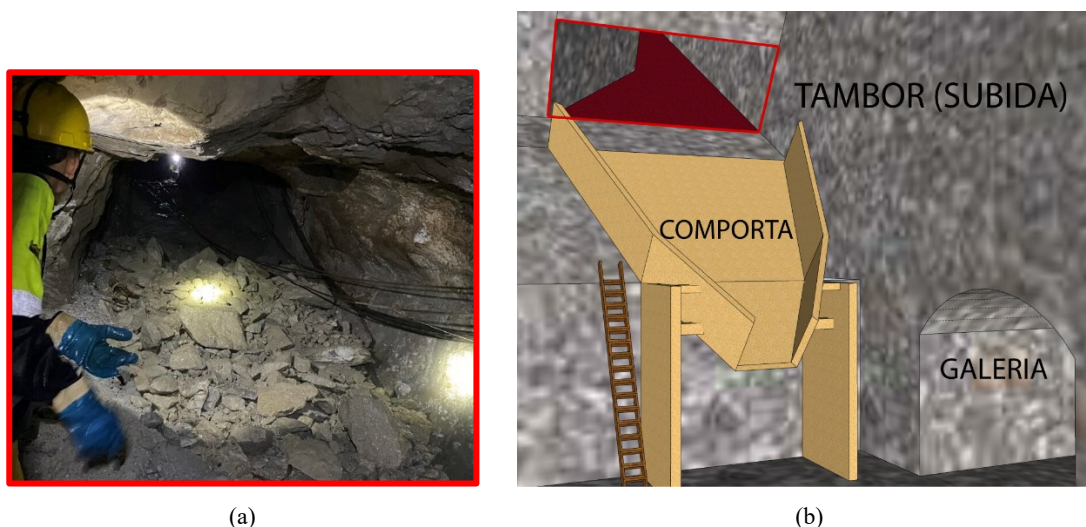
O método de exploração por *longwall* tem sido utilizado em minas subterrâneas de ouro em regiões do Peru. Empresas como CIA Minera Caudalosa Chicas SAA, na região de Huancavelica e em projetos da mineradora Marsa SA, no departamento La Libertad são exemplos de minas que têm utilizado o método para exploração aurífera (Bravo Borda, 2017; Champi Huamani; Lopez Auqui, 2015).

Este método é aplicado em rochas de classificações entre boas e regulares. Devido as características operacionais do método, ele se apresenta adequado para mineração de ouro. Oferece alta recuperação, melhor controle da diluição e da sustentação, o ritmo de produção é alto e o uso do pessoal é mais eficiente.

3.6 Aspectos gerais das operações

Uma vez identificadas as áreas de exploração, é realizado o desenvolvimento para acesso aos painéis que consistem em um sistema de rampas e galerias. Ao longo do veio, há uma escavação feita de baixo para cima para acesso denominada *tambor* (ou subida), como mostra a Figura 9. Na Figura 9a é possível observar uma foto real do acesso aos painéis, enquanto na Figura 9b, tem-se uma representação ilustrativa de como esse acesso está posicionado na galeria, logo acima de uma comporta, evidenciado pelo retângulo em vermelho.

Figura 9 - Representação do acesso aos painéis de exploração por meio dos tambores (subidas)



Fonte: Elaboração própria.

A mina El Silencio possui vários sistemas de acessos para explorar e extrair o material. É possível analisar um mapa simplificado da mina no Apêndice B, identificando as principais áreas envolvidas neste projeto. O acesso de pessoal é feito pelo Acesso Cero até o Nível 21. a partir do qual é utilizado um caminhão Chevrolet NPR para descer até os níveis onde o trabalho está sendo realizado.

O Acesso Bolívia é utilizado para várias atividades, sendo seu principal uso o transporte de minério do nível 18 até a superfície, com capacidade para extrair 800 t/d. Além da extração mineral, este acesso também é utilizado para realizar trabalhos de acesso e ingresso de materiais (*apiquería*).

No projeto, são utilizados dois métodos de exploração atualmente: câmaras e pilares e corte e enchimento. O método de corte e enchimento utiliza carregadoras LHD movidas a diesel e jumbos elétrico/hidráulicos. O jumbo é empregado para perfurar furos ascendentes sobre o minério, que é então carregado, detonado e removido com uma LHD

para retirar o minério da câmara. Parte do estéril gerado durante o desenvolvimento é usado como enchimento no novo piso para continuar avançando sobre o veio.

Não serão fornecidos muitos detalhes sobre o método de corte e enchimento, pois não é o propósito da dissertação nem da estratégia de planejamento alterar este método de exploração. Além disso, na unidade de trabalho, este método não é aplicado e não tem qualquer influência sobre as variáveis abordadas neste estudo.

O desenvolvimento na mina ocorre em rochas estéreis, principalmente granodioritos. De acordo com as informações de classificação adaptadas pela empresa apresentadas no Apêndice C, estas rochas correspondem em grande parte aos tipos de rochas I, IIA e IIB. Em profundidades entre 1,5 km e 2 km não foram observados estouros de rochas espontâneos, para liberação de tensão.

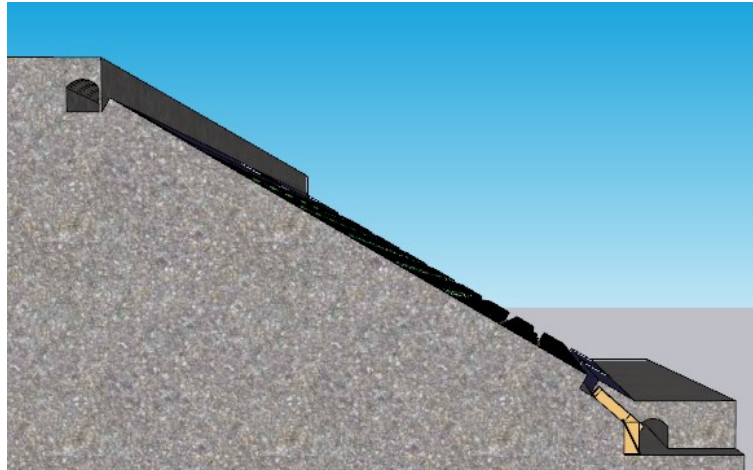
As rampas e travessas geralmente têm dimensões de seção de 3,0 m x 3,0 m ou 3,5 m x 3,5 m e o suporte é pontual. Os *tambores* de acesso aos cortes são colocados a distâncias de 30 m a 50 m para definir os blocos de exploração, seguindo a direção do minério, conectando de um nível ao outro. Essas seções têm uma altura média de 1,2 m por 1,5 m de largura, necessárias para o descarregamento do minério, que é realizado por meio de rastelos.

No MCP, os pilares possuem dimensões de 4,0 m x 4,0 m, 3,0 m x 3,0 m e 2,5 m x 2,5 m. As câmaras têm seções de 4 m a 7 m de largura, no entanto, as dimensões variam devido às condições da rocha encaixante. Para o cálculo do dimensionamento desses elementos, utiliza-se o método da área tributária.

O sistema de suporte para as áreas necessárias envolve a utilização de parafusos de ancoragem pontuais, com capacidade de suporte de duas toneladas cada. Também são empregadas malhas, concreto projetado (*shotcrete*), esteios de madeira (*timber props*) e fogueiras (*wood cribs*), adaptando-se conforme as condições do terreno.

A representação de um painel convencional é apresentada de forma gráfica na Figura 10. São exibidas as galerias de acesso aos cortes de produção, com uma diferença geral de altura entre 40 m e 70 m (conforme o mergulho do veio). Por essas galerias, o minério é transportado por meio de caminhões basculantes.

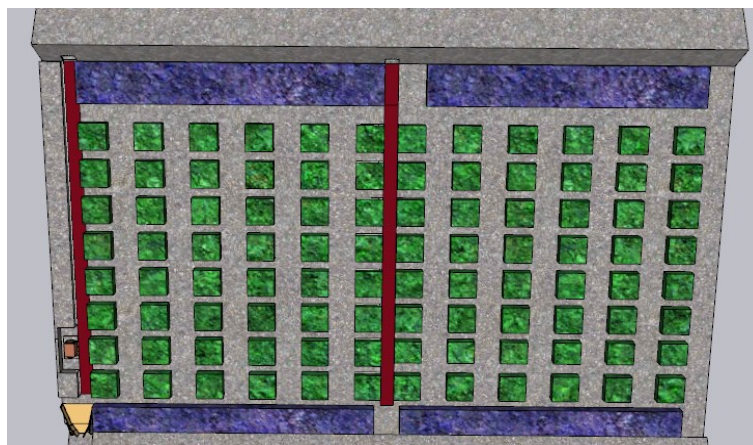
Figura 10 - A representação gráfica das galerias conectadas por dois cortes - mina El Silencio



Fonte: Elaboração própria.

Na Figura 11 e na Figura 12, a faixa vermelha representa o *tambor* (subida) inicial, desenvolvido da galeria inferior até a comunicação com o nível superior. Na Figura 11, podem ser observados *tambores*, representando dois cortes da galeria.

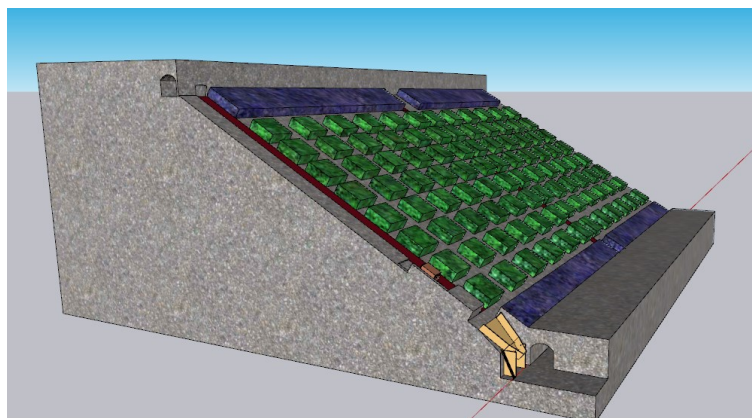
Figura 11 - Imagem em planta de dois cortes, em vermelho, os tambores principais, espaçados entre si entre 30 m e 40 m e comunicam de um nível a outro



Fonte: Elaboração própria.

Já na Figura 12 são apresentados os pilares de barreira (*barrier pillars*), em azul. Estes pilares são necessários para a proteção das áreas de transporte da mina (galerias de transporte).

Figura 12 - Pilares azuis são destinados ao reforço para proteger as galerias de transporte e pilares verdes têm a finalidade de garantir a estabilidade



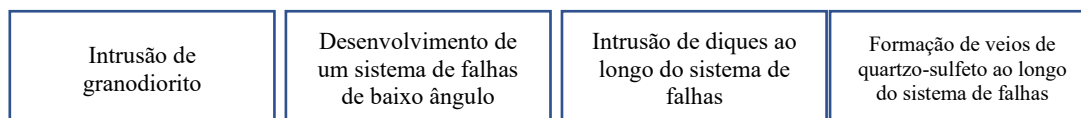
Fonte: Elaboração própria.

A planta de beneficiamento da empresa tem uma capacidade de processamento de 1500 toneladas por dia (t/d). Nesta instalação, são realizadas as seguintes operações: britagem, moagem, concentração por gravidade, flotação de ouro, cianetação do concentrado de flotação e precipitação por Merrill-Crowe.

3.7 Geologia

A geologia é um fator importante para o entendimento do projeto. O diagrama mostrado na Figura 13 faz um apanhado geral de como a formação geológica se deu na região.

Figura 13 - Diagrama representativo da formação geológica



Fonte: (SRK Consulting Inc., 2019) (Adaptado)

A seguir, é realizada uma descrição geológica geral da região nordeste do departamento de Antioquia, Colômbia e da região onde se encontra o projeto. Esta informação é proveniente, em sua maioria, do Instituto Colombiano de Geologia e Mineração (INGEOMINAS, em espanhol, *Instituto Colombiano de Geología y Minería*), acompanhada de alguns conceitos dos geólogos de mineração da empresa. Essa descrição está relacionada ao projeto e ao desenvolvimento da dissertação em questão.

3.7.1 Geologia regional

O distrito mineiro de Segovia está localizado no batólito de Segovia, que é dividido pelo sistema de falhas Otú-Pericos, tendo um comprimento de 270 km e uma largura de 50 km em sua parte central (González, 2001).

Este é um corpo alongado no sentido Norte-Sul. A região é estruturalmente controlada por uma série de falhas orientadas de norte a sul até 350° , com a falha Otú sendo a mais importante da região, seguida pelas falhas Nus e Bagre, como mostra a Figura 14. Todas são consideradas mais recentes que o Cretáceo Inferior e fazem parte do sistema regional.

Figura 14 - Falhas na região de Segovia com o título mineiro em destaque



Fonte: <https://www.arcgis.com/apps/mapviewer/> (Acesso em 21 de janeiro de 2024)

Esta área é composta por dioritos, com amplas variações texturais e composicionais graduais, especialmente dioritos quartzosos e localmente por rochas mais básicas, como gabros com anfibólio hornblenda (González, 2001).

3.7.2 Geologia local

Todas as minas dentro do RPP-140 estão localizadas em rochas do tipo granodiorito/granodioritoide do batólito de Segovia. Inicialmente, Feininger, Barrero e Castro (1972) descreveram dioritos e quartzitos situadas ao leste da Falha de Otú com uma idade K - Ar datada em biotita entre 160 milhões de anos e 167 milhões de anos.

Esta idade foi confirmada por U - Pb em Zr com ranges de idades entre 158 milhões de anos e 167 milhões de anos, apresentado por Leal-Mejía (2011). Petrograficamente, é uma massa plutônica que é pobre em magnetita e rica em ilmenita (Monterroza, 2008).

3.7.3 Mineralização

A mineralização de ouro em Segovia ocorre em um sistema mesotermal de veios de quartzo-sulfetados, alojados em rochas de diorito e/ou granodiorito do batólito de Segovia (SRK Consulting Inc., 2019).

Os veios mais explorados e parcialmente explotados têm uma inclinação de aproximadamente 30° para leste ou noroeste. Também existem áreas de cisalhamento

com inclinação pronunciada que abrigam veios de quartzo, com uma tendência N40W na parte ocidental, chamado de sistema de veios verticais (SRK Consulting Inc., 2019).

Em termos gerais, os veios são compostos por quartzo-sulfeto, com presença mínima de calcita e de sulfetos de grão grosso, que incluem pirita, calcopirita, esfalerita e galena. O ouro e o electro (liga que ocorre naturalmente entre prata e ouro) são apresentados em grãos finos (menores que 20 micrometros). O ouro visível é comum em áreas de alta concentração, onde estão associados a esfalerita e galena (SRK Consulting Inc., 2019).

A alteração da rocha encaixante do sistema de veios afeta os diques de basalto e a granodiorita em uma área muito estreita, com apenas alguns metros de largura, apresentando alterações potássicas (biotita), argílicas (ilita) e propilíticas, sendo estas as mais comuns (SRK Consulting Inc., 2019).

3.7.4 Geologia estrutural

O depósito possui quatro famílias principais de veios. Os sistemas Silencio, Cogote e Las Verticales foram caracterizados por Rusell (1959), indicando que são sistemas de fraturas secundárias associadas à falha Otú-Pericos. Já o sistema Providencia foi descrito por Echeverri (2006). A seguir, há uma breve descrição de cada um deles:

- a. **Sistema Silencio:** Este sistema é de relevância principal no distrito mineiro. A mina El Silêncio e Sandra K fazem parte deste mesmo conjunto e são parte da empresa. Esta família possui uma atitude espacial predominante N10-30E/30SE. A análise desta dissertação é realizada para uma região pertencente a este sistema.
- b. **Sistema Cogote:** Este sistema foi verificado nas minas Cogote e Marmajito, as quais não fazem parte da empresa. Este sistema tem uma atitude espacial N45-60W/35-50NE.
- c. **Sistema Las Verticales:** Este sistema não possui muitos estudos, portanto, é o menos conhecido entre as famílias de interesse econômico dentro do batólito de Segovia. Ele possui uma atitude espacial N45W/70NE.
- d. **Sistema Providencia:** Este sistema possui uma atitude espacial N70E/50SE, é claramente observado na mina Providencia, a qual faz parte da empresa. Este corta o sistema de veios Silencio e é definido como o mais jovem de todos.

3.7.4.1 Sistema El Silencio

As estruturas do sistema El Silencio se formaram ao longo de falhas de empurrão, o que resulta em irregularidades nos veios, pois estes se comprimem e expandem. A largura média dos veios em El Silencio varia entre 0,1 m nas seções mais estreitas e um máximo de 2 m, com uma média de 0,95 m (SRK Consulting Inc., 2019).

Esta família de veios tem uma extensão ao longo do rumo de quase 3 km e alcança uma profundidade de 2 km (até onde foi documentado, aproximadamente 100 metros abaixo do nível do mar), com uma orientação média de 25° de inclinação e uma direção de mergulho 110° (25/110 *dip/dip direction*).

É um sistema de veios empilhados, com múltiplos veios paralelos, sendo o maior deles o Veio Manto. Além deste, há o Veio Nacional e o Veio 1040, este último descoberto recentemente, onde atualmente 90 % das operações da empresa estão concentradas. De acordo com análises de geólogos, o Veio 1040 tem uma bifurcação, identificadas como Veio 1040 Teto e Veio 1040 Piso, embora haja pouca informação sobre este último.

Três estilos diferentes de veios foram observados dentro do sistema de veios do Silencio: veios de quartzo branco cristalino e maciço com presença limitada de sulfetos e alterações; veios de quartzo laminados com selo de fissuras, associados ao ouro orogênico; e veios de quartzo branco cristalino com abundância de sulfetos.

Adler e Thompson (2011) apresentam uma tabela para a classificação de depósitos em minas subterrâneas de acordo com a espessura dos veios, adaptada na Tabela 6. Nesta tabela, pode-se observar que, para minério (*ore*), veios com espessura de 0,9 m a 1,8 m são considerados depósitos tabulares de veios estreitos.

Tabela 6 - Classificação dos depósitos em função da espessura do veio

Classificação	Carvão	Minério
Tabular		
Estreito	0,9 m - 1,2 m	0,9 m - 1,8 m
Médio	1,2 m - 2,4 m	1,8 m - 4,6 m
Espesso	2,4 m - 4,6 m	4,6 m - 5,3 m
Massivo	≥ 4,6 m	≥ 5,3 m

Fonte: (Adler; Thompson, 2011) (Adaptado)

No caso desta dissertação, o depósito onde será implementada a exploração em massa, a largura do veio é em média de 1,0 m, com variações entre 0,2 m e 1,8 m em seu

ponto de maior alargamento. Portanto, este depósito é tratado como um depósito tabular de veios estreitos.

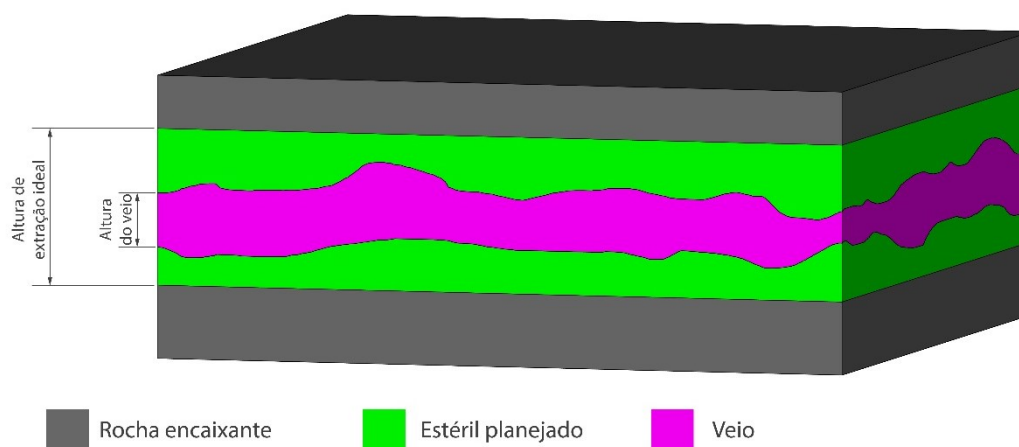
3.8 Diluição planejada e não planejada

Além de ser um parâmetro de eficiência na produção, a diluição é uma variável de medição importante no planejamento operacional, transporte, geologia e geotecnia de qualquer projeto de mineração, podendo indicar a sincronização entre as áreas dentro da mina (geologia, geotecnia e chefia de Minas) (Cepuritis; Villaescusa, 2006).

Também pode ser vista como uma variável econômica, permitindo verificar se os recursos (econômicos e minerais) estão sendo aproveitados corretamente. Para quantificar a diluição não planejada, também apresentada como *overbreak* em alguns casos, é necessário compreender o excesso de volume não planejado gerado na área de produção de acordo com os desenhos de exploração padrão (malha de perfuração, quantidade de explosivos, recomendação geomecânica da zona) (Cepuritis; Villaescusa, 2006).

Na Figura 15 o minério é representado pela zona em magenta. Observa-se uma região de estéril, demarcada na cor verde, que está prevista nos desenhos iniciais de exploração. Essa região é definida como uma região de extração ideal para produção, que terá uma altura de corte ótima definida em projeto e é considerada devido às necessidades operacionais de extração e outras variáveis de produção. O restante, em cinza, é a rocha encaixante.

Figura 15 - Representação ilustrativa de uma região de mineralização com identificação de 3 zonas distintas



Fonte: Elaboração própria.

Essa altura de corte é definida em conjunto pelas áreas de geologia de minas, chefia de minas, planejamento e geomecânica, sendo determinada de acordo com as condições de operacionalidade, teor e estado do maciço rochoso. A zona verde, contemplada nos desenhos das áreas de planejamento e geologia, é o material estéril que

deve ser extraído por razões operacionais e ergonômicas e é chamada diluição planejada. Quando se ultrapassa essa zona contemplada no desenho inicial, o volume gerado a mais será classificado como diluição não planejada.

Elbrond (1994) apresentou uma tabela com as porcentagens de diluição aceitas em cada método de exploração, adaptada e reescrita na Tabela 7. Embora estes valores tenham sido utilizados em quase todo o mundo, o autor não apresenta a metodologia para a obtenção deles e não fica claro se foi uma análise de informações local numa determinada região ou uma recompilação de dados de minérios de todo o mundo.

Tabela 7 - Diluição de acordo com o método de exploração

Método de lavra	Diluição (%)
Câmaras e pilares	10 - 15
Corte e aterro	05 - 10
<i>Longwall</i>	10 - 15
<i>Sublevel stoping</i>	10 - 15
<i>Sublevel caving</i>	20 - 30
<i>Block caving</i>	5

Fonte: (Elbrond, 1994) (Adaptado)

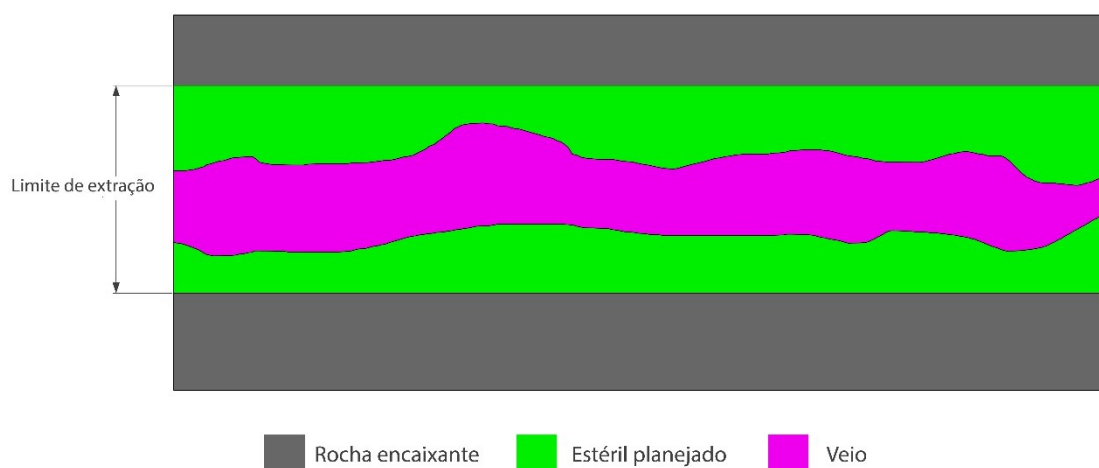
A diluição é geralmente calculada como porcentagem, porém existem vários métodos para realizar o cálculo. Pakalnis (1986) e Pakalnis, Poulin e Hadjigeorgiou (1995) apresentaram diferentes equações para o cálculo da diluição. Sendo as duas, mais amplamente usadas, apresentadas na Equações 2 e 3. Pakalnis, Poulin e Hadjigeorgiou (1995) recomendam a utilização da Equação 2 por ser mais sensível ao desprendimento de estéril da parede.

$$\text{Diluição} = \frac{\text{toneladas de estéril}}{\text{toneladas de minério}} \quad (2)$$

$$\text{Diluição} = \frac{\text{toneladas de estéril}}{\text{toneladas de minério} + \text{toneladas de estéril}} \quad (3)$$

Na Figura 16, tem-se a representação ilustrativa para uma extração idealizada no planejamento, que compreende veio (em magenta) e estéril planejado (em verde). Neste caso, não haverá excesso de estéril extraído e, desta forma, a diluição estará dentro do conceito de diluição planejada.

Figura 16 - Representação do maciço rochoso com destaque em uma extração feita dentro do planejado



Fonte: Elaboração própria.

Já na Figura 17, tem-se a ilustração de uma possível extração real. Neste caso, parte da rocha encaixante, que não foi contemplada nos planos de exploração iniciais, foi atingida (região em vermelho), o que resulta na diluição não planejada nas áreas de produção. Isso pode ocorrer devido a diferentes fatores, os quais devem ser analisados individualmente para entender a razão dos resultados e quais medidas podem ser tomadas para resolver esse tipo de situação.

Figura 17 - Representação do maciço rochoso com destaque em uma extração feita fora do esperado



Fonte: Elaboração própria.

Este desvio do projeto inicial pode ser causado, principalmente, por dois motivos: operacionais (perfurações mal feitas ou dimensionadas incorretamente, por exemplo), ou pelas condições geotécnicas da zona (Scoble; Moss, 1994). A diluição não planejada é um dos fenômenos mais complexos nas operações mineiras, devido ao fato de que pode ser analisada desde múltiplos pontos de vista (Stewart, 2005). Muitos estudos têm sido

desenvolvidos para determinar os fatores que influenciam a diluição e alguns deles são mostrados na Tabela 8.

Tabela 8 - Fatores que geram diluição não planejada

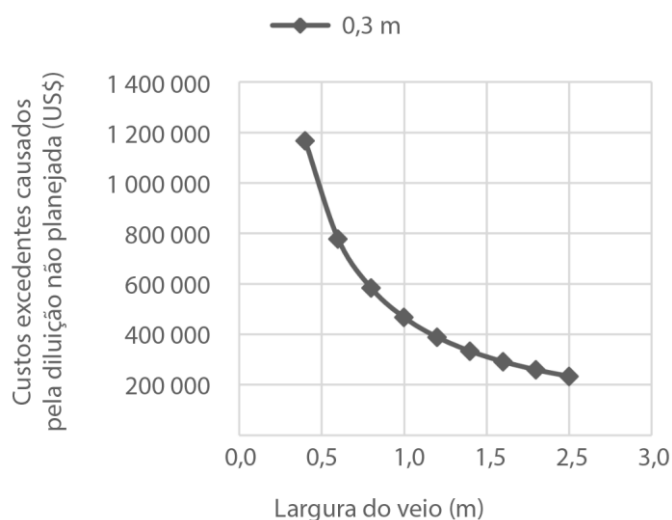
Fatores que geram diluição não planejada	Exemplos
Humano	Perfuração, erros operacionais
Geológico	Qualidade da rocha, descontinuidades, falhas, água
Detonação	Fator de potência, geometria do furo (<i>barreno</i>), tipo de explosivo
Desenho	Sequenciamento, altura de corte, sustentação

Fonte: (Stewart, 2005) (Adaptado)

Romero e Pajuelo (2022) realizaram uma análise da influência da diluição não planejada nos custos por tonelada de minério de uma empresa. Utilizando um modelo de regressão linear, um veio de largura média de 0,8 m poderia trazer custos excedentes de até US\$ 816 000,00 em um ano com uma produção de 50 000 toneladas anuais.

A Figura 18 apresenta um gráfico que relaciona os custos excedentes resultantes de uma diluição não planejada causada por uma largura excedente de 0,3 m em função da largura do veio. Note que, para veios muito estreitos, o custo aumenta exponencialmente. Desta forma, nota-se que o controle da diluição se torna essencial para o bom funcionamento e para a rentabilidade do processo.

Figura 18 - Gráfico da influência dos custos excedentes da diluição não planejada em função da largura do veio



Fonte: (Romero; Pajuelo, 2022) (Adaptado)

Portanto, é essencial, para obter um aumento de volume de minério, desenvolver estratégias para estabelecer um controle na diluição não planejada e prevenir, além da

contaminação de minério e perda de teor, o aumento de custos operacionais envolvidos. Romero e Pajuelo (2022) propuseram uma metodologia para atuar sobre essas informações, que foi composta de quatro etapas: coleta e processamento de dados, definição e análise de indicadores operacionais, concepção e implementação e, por fim, tomada de decisões.

Os principais dados envolvidos na primeira etapa foram a performance da produção anual por tipo de exploração, o modelo geológico em veios estreitos, o mapeamento geomecânico, tipos de explosivos e a malha de perfuração e detonação. Estes dados foram mapeados em um painel determinado e monitorado durante todo o processo de exploração (Romero; Pajuelo, 2022).

Em posse destes dados compilados em um banco de dados, os indicadores operacionais foram determinados e analisados. Fator de potência, índice de perfuração, *CashCost* (custo para produzir uma tonelada de minério) e a diluição foram alguns dos indicadores escolhidos pelos autores para a análise (Romero; Pajuelo, 2022).

Após esta etapa, os autores realizaram a concepção e a implementação dos novos processos, com as alterações obtidas através das análises da etapa anterior. O tipo de explosivos, de brocas, cabos e barras foram determinados neste ponto do processo. Além da escolha dos insumos baseando-se nos indicadores, o controle das perfurações e dos limites dos veios foram revisados (Romero; Pajuelo, 2022).

Por fim, as decisões operacionais puderam ser tomadas baseando-se nos resultados das análises operacionais e dos resultados econômicos. Para garantir a implementação destas decisões, os autores definiram um diagrama de fluxo operacional. Com este diagrama, os processos se tornariam mapeados e com mais adaptabilidade dos trabalhadores (Romero; Pajuelo, 2022).

Ao final das implementações idealizadas, os autores obtiveram uma redução da diluição de 40 % para 8 %, gerando uma redução de custos operacionais de 31 %. Para a mina em questão, com uma produção de 600 000 toneladas de minério anuais, estas mudanças trouxeram uma economia de US\$ 1 400 000,00 anuais, somente em relação a diminuição da diluição não planejada (cerca de US\$ 2,40 por tonelada) (Romero; Pajuelo, 2022).

3.9 Avaliação de indicadores-chave de performance (KPIs)

A indústria mineral tem enfrentado desafios significativos relacionados à ausência de métricas objetivas que permitam a quantificação dos benefícios decorrentes da

integração de sua cadeia de valor em relação aos investimentos necessários. A utilização de Indicadores-Chave de Desempenho (KPIs, do inglês *Key Performance Indicators*) para mensurar o impacto das ações na cadeia de valor mineral possibilita a realização dessas medições de forma sistemática, além de identificar áreas críticas que demandam atenção nos processos (Nader; De Tomi; Passos, 2012).

O gerenciamento dos processos de exploração em minas subterrâneas representa um desafio significativo. Isto é atribuído à complexidade dos dados envolvidos, à diversidade dos horizontes temporais exigidos para distintos processos e, particularmente, à incerteza geológica, um fator distintivo e intrínseco à indústria mineral (Nader; Sachs; De Tomi, 2011). Na implementação de um novo método de lavra, é importante realizar uma análise dos parâmetros específicos do depósito, como as propriedades geomecânicas, o modelo geológico, a distribuição de teor e realizar análises no modelo de blocos e análises econômicas.

Passos, Sahão e De Tomi (2010) apresentaram um estudo de caso de uma mina subterrânea onde os índices de aderência aos valores planejados eram baixos. A conclusão foi que, devido à baixa confiabilidade do modelo geológico, a qualidade não atenderia a produção. Os modelos geológicos de curto prazo não atendiam as operações devido ao tempo para processamento das informações. Desta forma, se mostra notável a necessidade de desenvolvimento de mecanismos que permitam quantificar e qualificar os processos e a integração entre eles (Nader; De Tomi; Passos, 2012).

A utilização de indicadores de desempenho traz consigo a possibilidade de quantificar, numericamente, processos que, muitas vezes, são abstratos dentro do processo de exploração. Ao se ter um valor guia, pode-se chegar a conclusões e realizar tomada de decisões de forma mais assertiva e menos arriscada (Nader; De Tomi; Passos, 2012).

Para a determinação dos principais indicadores de desempenho, os chamados indicadores chave (os KPIs), é necessário um levantamento de campo juntamente as áreas envolvidas e que influenciam no processo. Estes indicadores devem ser mapeados durante o processo de produção e, munidos destas informações, fornecerão dados para diferentes cenários (Nader; De Tomi; Passos, 2012).

Os custos da força laboral, das perfurações, dos explosivos, do processo de limpeza e de elementos utilizados na sustentação são exemplos de indicadores existentes na operação e no planejamento de uma lavra. Analisar estes custos operacionais

envolvidos e conseguir reduzi-los, sem causar prejuízo às pessoas nem aos equipamentos, é essencial para a otimização destes processos.

Para o desenvolvimento deste trabalho, determinou-se que o KPI utilizado seria o custo por tonelada de minério produzida. Este indicador está relacionado às operações de lavra e influenciam diretamente toda a cadeia econômica do processo mineral. Para determinar este KPI principal, outros indicadores de performance mais específicos são necessários. Desta forma, ter os processos adequadamente mapeados permite o cálculo dos KPIs.

3.9.1 Perfuração

A etapa inicial das operações de exploração em um painel consiste na perfuração das rochas. Este processo visa criar cavidades no maciço rochoso com distribuição e geometria adequadas para o posicionamento das cargas explosivas e seus iniciadores auxiliares. Jimeno (2003) apresenta alguns dos sistemas de penetração de rochas e, organizados por ordem de aplicação, são:

- a. Mecânicos: métodos como percussão, rotação e rotopercussão;
- b. Térmicos: métodos como fluido quente, congelamento e plasma;
- c. Hidráulicos: erosão e cavitação;
- d. Sônicos: vibração de alta frequência.

Embora existam ainda diversos sistemas de perfuração, a mineração ainda atua, majoritariamente, utilizando sistemas mecânicos. Estes sistemas são compostos pela perfuradora, como fonte de energia mecânica, uma barra de aço que transmitirá a energia gerada pela perfuradora, a broca, que exerce a energia transmitida pela barra na rocha e, por fim, o fluido de perfuração, que é responsável pela limpeza e evacuação dos detritos produzidos pelo contato da broca com a rocha (Jimeno, 2003; Tatiya, 2013).

Há ainda a diferenciação entre a operação da perfuração, dividida entre perfuração mecanizada e perfuração manual. Na perfuração mecanizada, os equipamentos perfurantes são montados em estruturas que permitem que o operador possa controlar todos os parâmetros de perfuração. Já na perfuração manual, os equipamentos são leves e operados pelos perfuradores (*machineros*). A perfuração manual acontece em espaços onde não é possível utilizar outras máquinas por questões de espaçamento ou econômicas (Jimeno, 2003; Tatiya, 2013).

O tipo de perfuração utilizado no desenvolvimento do projeto é manual, utilizando equipamentos do tipo *jackleg*. Estes são compostos por um sistema rotopercutivo, o qual

gera atrito e tritura a rocha que está em contato com a broca, como descrito por Jimeno (2003). A Figura 19 mostra este processo acontecendo em uma das frentes de trabalho na mina El Silencio.

Figura 19 - *Machinero* e auxiliar de *machinero* executando a perfuração da rocha utilizando equipamento do tipo *jackleg*



Fonte: Elaboração própria.

Os equipamentos de perfuração são avaliados após cada utilização. Isto acontece para garantir que os equipamentos utilizados nos processos de perfuração estejam em condições ótimas de trabalho. Para realizar a perfuração, a pressão do ar no equipamento deve permanecer entre 70 psi e 80 psi e a pressão da água entre 50 psi e 60 psi.

Por se tratar de perfurações manuais, os erros associados ao fator humano são mais frequentes. As perfurações variam de operador para operador e podem acontecer alterações para um mesmo operador em função das condições do maciço rochoso. Portanto, é necessário controle constante para evitar desvios nos furos e garantir os parâmetros estabelecidos no desenho das malhas de perfuração. Estes parâmetros são fundamentais para que o resultado da detonação esteja dentro do esperado (Jimeno, 2003; Rostami, 2011).

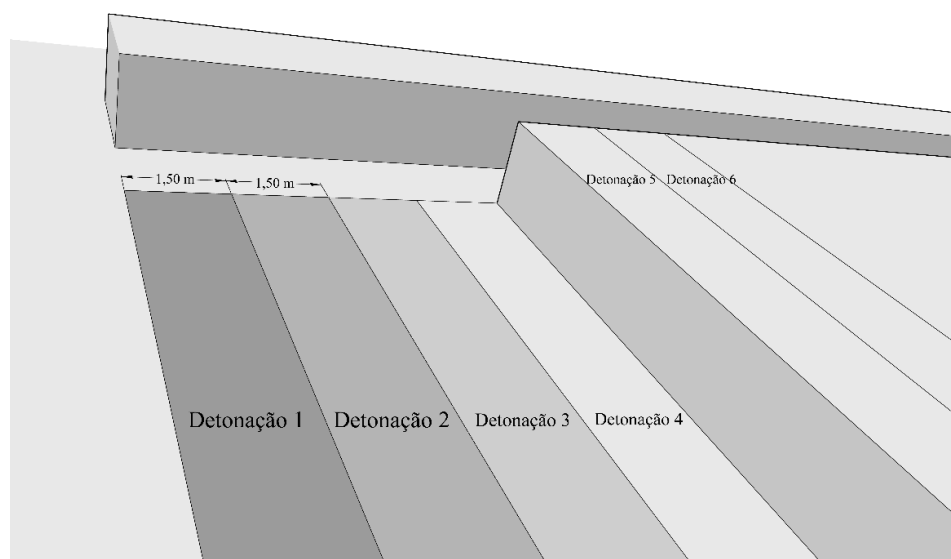
Os desenhos e parâmetros das perfurações vão sendo adaptados às condições encontradas durante o avanço de exploração do painel. Com isso, o número de furos, posicionamento e a quantidade e escolha dos explosivos podem variar a cada avanço. Uma das principais variáveis de influência neste momento é a espessura do veio. Ao se adaptar os desenhos da malha de perfuração, tem-se um melhor controle da altura de corte e, conseqüentemente, do controle da diluição (Rostami; Hambley, 2011).

Nos processos para estabelecer uma malha de perfuração é importante entender que existem fatores que podem ser controlados e outros que não são controláveis. O tipo de rocha, as descontinuidades e as propriedades associadas as condições naturais do depósito são fatores que não se podem controlar, fazendo com que os processos devam se adaptar a eles. Por outro lado, fatores que podem ser alterados ou controlados, como os parâmetros de perfuração (posicionamento e geometria dos furos) (Rostami; Hambley, 2011).

Estes fatores devem se adaptar às necessidades do processo e podem ser obtidos analisando o maciço rochoso (determinando a densidade, utilizando classificações como RMR, RQD, Q de Barton, como mostrado no Apêndice C) e por meio dos planos de desenho da malha como diâmetro e profundidade do furo, afastamento (*burden*) e espaçamento (*spacing*). O afastamento ou *burden* representa a distância normal da linha de furos até a face da bancada ou a distância normal entre duas linhas de furos e o espaçamento ou *spacing* representa a distância entre furos de uma mesma linha (Jimeno, 2003; Rostami, 2011; Rostami; Hambley, 2011).

Realiza-se perfurações com 6 pés (1,8288 m) de profundidade na direção do azimute do veio (rumo). Utiliza-se barras cônicas de 4 pés (1,2192 m) para o processo inicial do furo com o intuito de minimizar os desvios e facilitar o trabalho dos operadores e, então, troca-se para uma barra cônica de 6 pés (1,8288 m), para terminar o processo de perfuração. Espera-se um avanço de 1,5 m a cada detonação, levando em consideração a eficiência do processo, como mostra a Figura 20.

Figura 20 - Representação ilustrativa das faixas de detonação ao longo do painel de exploração por *longwall*



Fonte: Elaboração própria.

Com o intuito de comparar os dois métodos de lavra propostos é importante determinar, para cada um deles, indicadores de desempenho. Estes indicadores permitem quantificar os processos e fornecem insumos para realizar análises comparativas. Na Tabela 9, estão listados os indicadores de performance para o cálculo do KPI de custo do processo de perfuração por tonelada de minério extraída.

Tabela 9 - Variáveis utilizadas para a determinação do KPI de perfuração

KPI Perfuração
Rendimento m/broca
Rendimento m/Barra de aço de 4 pés
Rendimento m/Barra de aço 6 pés
Óleo m/l
Mangueira de borracha 1"
Mangueira de borracha 3/4"

Fonte: Elaboração própria.

Os KPIs para a análise de perfuração levaram em consideração os rendimentos por metro das brocas utilizadas durante o período em que foram coletadas as informações nos cortes 33-1225, 33-1103 e 34-1345, bem como os rendimentos das barras de perfuração de 4 pés e 6 pés.

3.9.2 Detonação

Segundo Jimeno (2003), durante a detonação, duas fases de ação se apresentam. Uma delas é a produção de um forte impacto devido a onda de choque, vinculada à energia

de tensão durante um curto espaço de tempo. A outra diz respeito a atuação dos gases produzidos na zona de reação que, em altas temperaturas e pressão, são portadores da energia termodinâmica.

A detonação é o mecanismo de ruptura do minério, uma etapa fundamental no ciclo de lavra, pois controla o grau de fragmentação do material. O dimensionamento da detonação deve ser feito em função das condições do maciço rochoso, mostrando-se importante realizar o monitoramento e a atualização periódica deste para obter melhor controle nos indicadores neste processo. É fundamental conhecer as características e especificações técnicas dos explosivos e acessórios disponíveis para estabelecer as melhores práticas e aproveitar ao máximo os recursos (Jimeno, 2003).

O indugel é um explosivo utilizado para diminuir os custos de limpeza e moagem. Geralmente é utilizado em rochas duras e semiduras por proporcionar uma boa fragmentação do maciço rochoso. Também é ideal para se usar em cortes com alta presença de água, já que possui uma resistência à umidade excelente (Indumil, 2018). Na Tabela 10 pode-se verificar algumas das características técnicas do Indugel Plus AP, que é utilizado nos cortes deste projeto.

Tabela 10 - Características técnicas do explosivo Indugel Plus AP

Característica	Valor
Densidade	$1,21 \pm 0,06 \text{ g/cm}^3$
Velocidade de detonação	$4\,500 \pm 500 \text{ m/s}$
Potência absoluta em volume (ABS)	$1\,085 \text{ cal/cm}^3$
Potência absoluta em massa	904 cal/g
Potência relativa* em volume (RBS)	1,43
*Relativa a ANFO = 100	
Resistência à umidade	Excelente

Fonte: Catálogos (Indumil, 2018)

O ANFO (*Ammonium Nitrate/Fuel Oil*, Óleo Combustível de Nitrato de Amônio), desenhado para otimizar a eficiência e minimizar os custos de produção, é utilizado geralmente em rochas suaves e semiduras e em misturas com explosivos mais potentes. Na Tabela 11, tem-se algumas das características técnicas deste agente de detonação. Nota-se que, diferentemente do indugel, o ANFO não possui nenhuma resistência a umidade e não deve ser utilizado em ambientes com grande presença de água (Indumil, 2018; Tatiya, 2013).

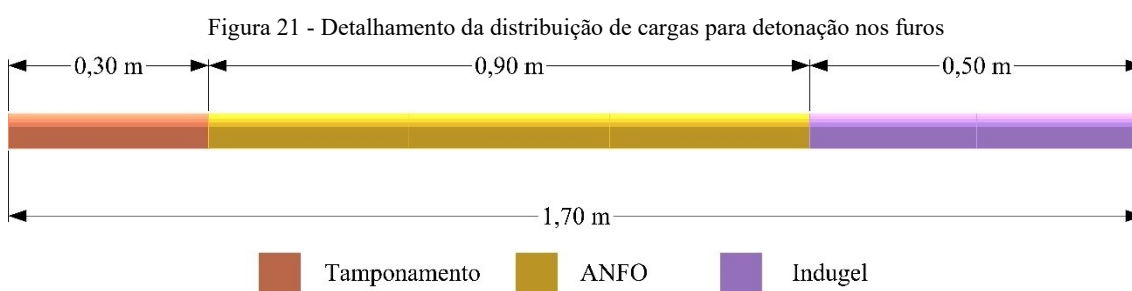
Tabela 11 - Características técnicas do agente de detonação ANFO

Característica	Valor
Densidade	$0,85 \pm 0,05 \text{ g/cm}^3$
Velocidade de detonação	$3\,500 \pm 200 \text{ m/s}$
Potência absoluta em volume (ABS)	757 cal/cm^3
Potência absoluta em massa	890 cal/g
Potência relativa* em volume (RBS)	1,00
*Relativa a ANFO = 100	
Resistência à umidade	Nenhuma

Fonte: Catálogos (Indumil, 2018)

Para o processo de detonação, os desenhos de malha de perfuração, cálculos de quantidades e seleção de explosivos são baseados nas classificações geomecânicas fornecidas pela área de geomecânica, que acompanham toda a execução do processo. Os responsáveis avaliam se as condições mudaram para cada perfuração e se é necessário realizar alguma alteração (Lusk; Worsey, 2011; SRK Consulting Inc., 2019).

O esquema de carga padrão para as detonações deste projeto são mostrados na Figura 21. Ao fundo do furo, posiciona-se dois cartuchos do explosivo Indugel Plus AP. Cada cartucho deste explosivo possui 0,25 m de comprimento. Em sequência, são dispostos 3 cartuchos de ANFO, que correspondem a 0,90 m de comprimento dentro do furo. Por último, é feito o tamponamento para que as cargas permaneçam dentro dos furos (SRK Consulting Inc., 2019).



Fonte: Elaboração própria.

O processo para carregar os furos é realizado da seguinte forma: os furos são limpos com jatos de ar para remover os detritos remanescentes do processo de perfuração (*sopleteados*). Após a limpeza, o esquema de cargas dos furos é carregado para a detonação. Este esquema pode mudar ao longo do trabalho de acordo com diretrizes das áreas de planejamento.

Na implementação do método *longwall* no corte proposto, a detonação é a etapa mais importante, pois dela dependem os resultados desejados. Se os resultados não

estiverem dentro do planejado, todo o processo produtivo, a partir deste ponto até a planta, será afetado.

Um dos pontos essenciais após a detonação é avaliar a granulometria. Não apenas é crucial remover a rocha *in situ*, mas também é fundamental obter uma granulometria adequada. O transporte eficiente e eficaz dentro dos tempos estabelecidos para este ciclo, com base nas projeções de tempo, tanto na parte interna com os guinchos e rastelos quanto no transporte até a comporta principal com os caminhões basculantes estão diretamente ligados a forma final de como a rocha se apresenta após a detonação.

Portanto, é crucial entender que a detonação é um gargalo, onde todas as variáveis devem ser analisadas visando evitar ao máximo os erros que podem ocorrer, como detonação parcial, granulometria indesejada e danos significativos ao maciço rochoso, que resultariam em custos excedentes na sustentação, atrasos nas atividades de limpeza e a necessidade de reperfuração de blocos com tamanhos maiores. Os indicadores de performance para detonação são apresentados na Tabela 12. Esses valores foram contabilizados em cada detonação, mesmo se dentro do painel fossem realizadas duas ou três simultaneamente.

Tabela 12 - Variáveis utilizadas para a determinação do KPI de detonação

KPI Detonação
Indugel (kg/furo)
ANFO (kg/furo)
Nonel (unit/furo)
Detonador Elétrico (unit)
Cordão de detonação (m/furo)
Cabo duplex (m/furo)

Fonte: Elaboração própria.

Os rendimentos considerados para este item foram carga de fundo, em coluna, e quantidade de acessórios utilizados na detonação. É importante mencionar que, antes de uma análise detalhada, este item é um dos mais custosos e, devido à configuração das detonações, em termos nominais, é o que mais se reduz quando se substitui o método Câmaras e Pilares pelo método *Longwall*.

3.9.3 Limpeza

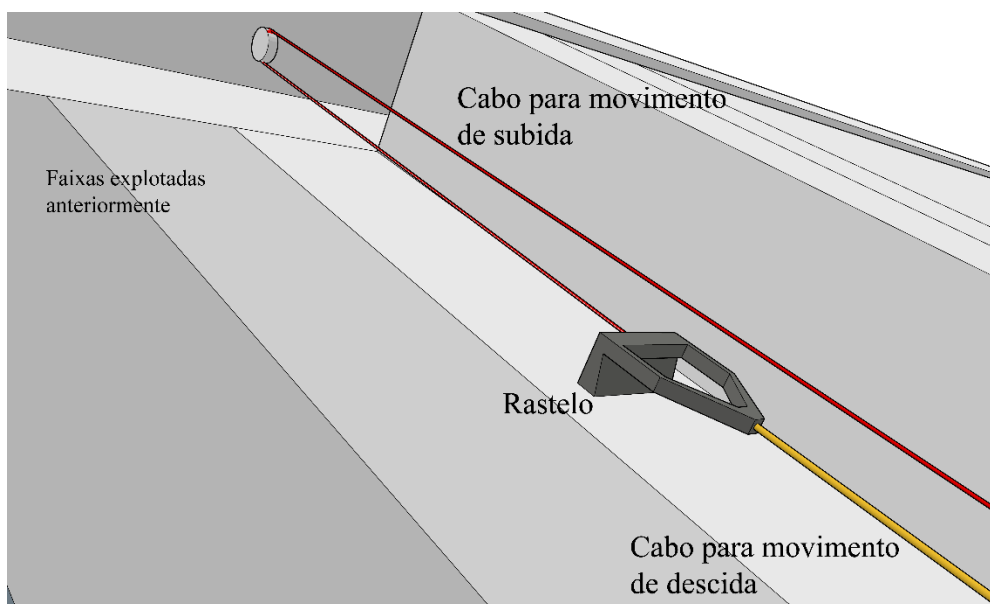
A limpeza é essencial no ciclo de mineração e, sem sistemas eficazes de carregamento e transporte de rochas, as minas não conseguem atingir as metas de produção. A eficiência do processo envolve o movimento constante das rochas por meio

de boas práticas de limpeza. No entanto, ainda há o equívoco de que a limpeza é tão simples quanto apenas mover as rochas fragmentadas em uma face por algumas horas para limpar a frente (Rupprecht, 2013).

É o rendimento do método de lavra utilizado, a forma e o tamanho do corte e a granulometria da rocha fragmentada que determina como a operação de limpar os cortes deverá ser realizada. Através destas informações, pode-se determinar o tipo de equipamentos utilizados, necessidade de pessoal e tempo gasto nos processos. Neste trabalho, o processo de limpeza é realizado utilizando um sistema de guincho e rastelo.

A Figura 22 mostra um esquema de como o rastelo atua nas frentes de exploração. Ele é preso a dois cabos distintos que trabalham em conjunto para que o equipamento possa fazer o movimento de subida e descida ao longo da frente.

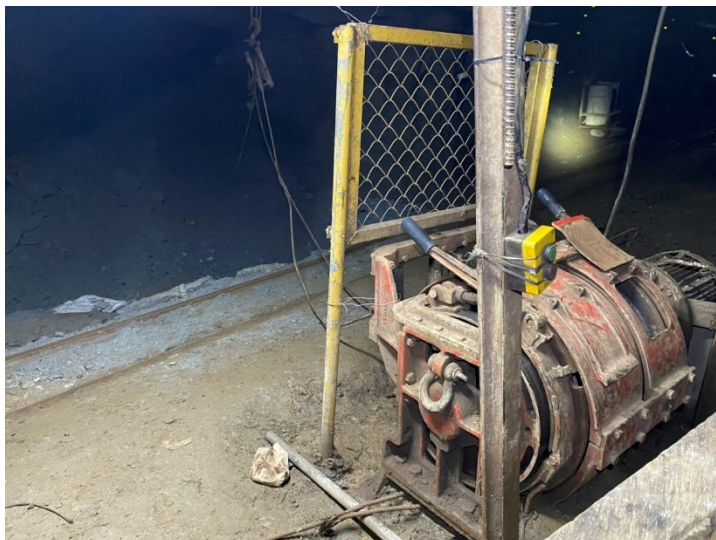
Figura 22 - Representação esquemática do rastelo atuando em uma frente de exploração



Fonte: Elaboração própria.

Para o acionamento do rastelo, são utilizados equipamentos elétricos fixos, chamados de guincho (*winch*). Estes aparelhos facilitam o transporte em zonas estreitas, onde equipamentos mecanizados, como LHD ou caminhões basculantes, não conseguem operar. Este sistema elétrico é composto por motores que enrolam e desenrolam os dois cabos mostrados na Figura 22. Este aparelho é posicionado estrategicamente para que o rastelo possa atuar eficientemente dentro de uma faixa de trabalho. Na Figura 23 é possível ver o motor com dois comandos (um para subir e outro para descer o rastelo) e, ao fundo, pode-se observar parte do sistema de cabos e polias que direcionam o rastelo.

Figura 23 - Motor utilizado para atuação nos cabos que movimentam o rastelo

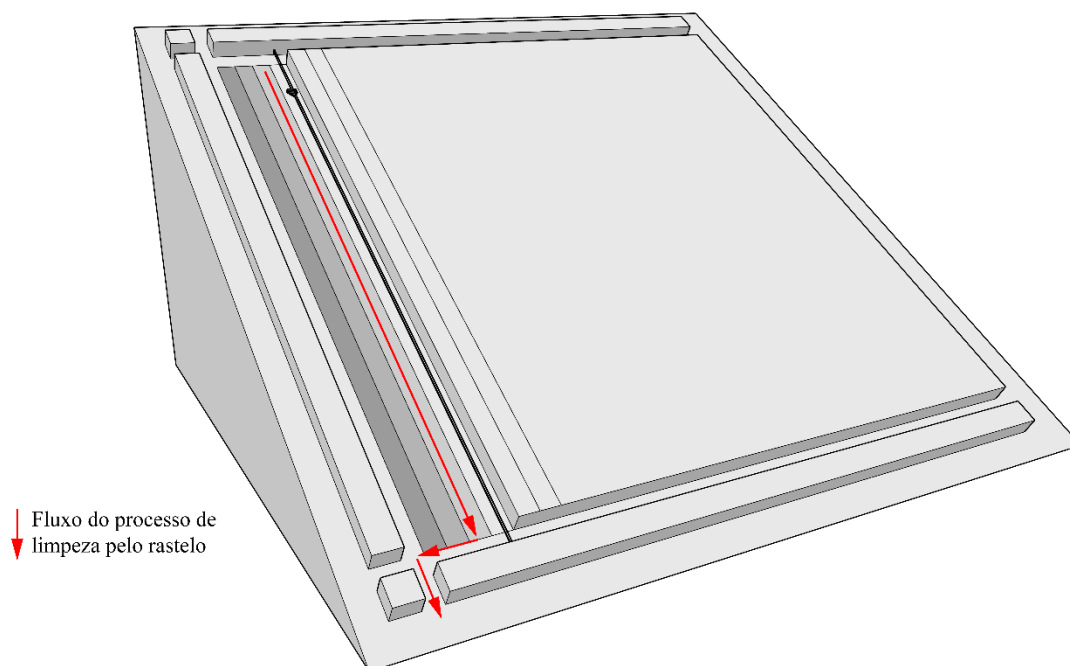


Fonte: Elaboração própria.

Esses equipamentos têm sido amplamente utilizados devido à facilidade de operação e à capacidade de limpar de maneira otimizada as áreas onde é necessário manter a zona desimpedida, especialmente no caso de *longwall*, onde o piso deve possuir a rocha intacta para possibilitar a instalação da sustentação.

O processo de limpeza do corte é realizado no sentido do mergulho, aproveitando a gravidade. Ele utiliza um sistema guincho-rastelo desde a etapa inicial (após a detonação na frente de trabalho), passando pelo corte principal até as comportas de extração, conforme mostrado na Figura 24. Após as comportas, o minério é transportado por caminhões basculantes até a comporta principal.

Figura 24 - Representação esquemática do fluxo de limpeza realizado pelo sistema guincho-rastelo



Fonte: Elaboração própria.

Muitas vezes não se leva em conta a ação real de limpeza do sistema guincho-rastelo, nem a disponibilidade e utilização realistas dos equipamentos operando dentro das frentes de trabalho. As taxas de limpeza não são apenas influenciadas pelas características do processo de raspagem, mas também são influenciadas pelo pessoal e material compartilhando a frente e pelos atrasos causados pelo carregamento e transporte de materiais, falhas mecânicas ou reposicionamento de equipamentos de limpeza (Rupprecht, 2013).

De acordo com as dimensões do rastelo e as condições de adequação para iniciar o processo de limpeza, é possível determinar a eficiência desta operação. Nos ciclos de trabalho foram registradas o número de viagens por hora desde a frente de exploração do minério (ponto de carga) até o ponto final (comporta). Posteriormente, foi calculada a quantidade de toneladas transportadas por viagem para determinar quantos turnos são necessários para a limpeza completa do corte.

Nas práticas atuais de mineração, tornou-se indispensável alcançar um aumento substancial tanto na taxa de avanço da frente quanto na produtividade, obrigando os responsáveis a considerar formas de mineração melhoradas e produtivas. E, dentro desses processos, a limpeza deve obter atenção suficiente e ser realizada de forma eficiente dentro do ciclo de produção (Rupprecht, 2013).

A influência da diluição no aumento dos custos de limpeza e na extensão do tempo de limpeza ocorre devido a um excesso de volume não calculado que deverá ser movido

neste processo. Para a atividade de limpeza, realizada por meio do sistema de guinchos e rastelos, foram considerados os indicadores utilizados durante a atividade, como mostra a Tabela 13, tomando como referência os guinchos no interior de cada corte.

Tabela 13 - Variáveis utilizadas para a determinação do KPI de limpeza

KPI Limpeza
Cabo de guincho 1/2 (m/t)
Cabo de guincho 3/8 (m/t)
Polia (unit/t)
Pregos industriais (unit/t)
Aços (unit/t)
Parafuso industrial (unit/t)

Fonte: Elaboração própria.

É importante mencionar que, com o MLW, o uso desses equipamentos também diminui. No entanto, essa redução não é tangível no exercício desta dissertação. Os custos após a comporta principal (transporte em caminhões basculantes e o uso de LHD) não são considerados, pois após o carregamento na comporta que se situa abaixo da subida (*tambor*) os custos são os mesmos para ambos os métodos analisados. Portanto, a análise de sensibilidade foi realizada considerando mudanças nos custos desde a perfuração até a limpeza com o sistema guincho-rastelo, incluindo mão de obra e ferramentas utilizadas.

3.9.4 Sustentação

A utilização da madeira como material de suporte pode ser uma escolha vantajosa devido às suas características específicas. A madeira, por ser leve e de fácil transporte, além de ser manipulável em sistemas de suporte, continua a ser empregada em minas de pequena escala de carvão e metal. Por exemplo, o carvalho apresenta uma densidade de $0,73 \text{ g/cm}^3$ e uma resistência à flexão de 1200 kg/cm^2 , sendo 11 vezes mais leve que o aço, embora sua resistência seja apenas 2 vezes menor. Essa combinação de propriedades faz da madeira uma opção econômica para suportes (Birön; Arioğlu, 1983; Tatiya, 2013).

Os padrões mínimos específicos de suporte em minas visam evitar situações que coloquem em risco a integridade dos trabalhadores, dos equipamentos e do funcionamento da mina. No entanto, frequentemente o suporte mínimo requerido não é suficiente em condições de um maciço rochoso ruim, o que obriga as equipes da mina a confiar na experiência e no julgamento para instalar suportes adequados. Suportes insuficientes violam padrões razoáveis esperados de segurança, enquanto o excesso não

justificado impacta a economia da mina através de taxas lentas de desenvolvimento e custos elevados de material e mão-de-obra (Warren, 2016).

O comprimento padrão das vigas e esteios de madeira são determinados através de uma análise de dimensionamento de cargas. Isto é importante para evitar a subsustentação ou sustentação excessiva na frente de corte devido a um cálculo ineficiente no dimensionamento das peças (Birön; Arioğlu, 1983; Warren, 2016).

Os tipos de sustentação podem ser divididos em dois grandes grupos: sustentação ativa e sustentação passiva. Na sustentação ativa, o suporte atua como reforço na rocha, se tornando parte integral do maciço. Os parafusos de ancoragem e a malha lançada com concreto projetado (*shotcrete*) são exemplos deste tipo de sustentação. Nas zonas de trabalho, esse tipo de suporte é pontual e é empregado conforme as classificações e recomendações de sustentação da área responsável (Hoek; Kaiser; Bawden, 2000).

Parafusos de ancoragem (*rockbolts*) são compostos de um sistema que consiste em uma barra cilíndrica com alta resistência à tração, cisalhamento e compressão, e um meio de conexão entre a barra e o maciço rochoso. O meio de conexão pode ser um dispositivo mecânico que utiliza um tipo de ancoragem por atrito aplicando uma pressão radial compressiva em direção ao furo ou um componente para preencher os vazios do furo baseado em cimento ou resina, utilizando uma ancoragem por adesão e atrito. As barras são geralmente feitas de aço, porém barras feitas de fibra de vidro ou fibras de carbono também estão começando a ser utilizadas em ambientes corrosivos (Aydan, 2018).

Existem variações destes parafusos, uma delas é o Hydrabolt®. Este parafuso de ancoragem é hidraulicamente expandido e possui alta resistência à tração. Injetado com água em alta pressão durante a instalação, se expande para se adaptar ao formato de um furo de suporte pré-perfurado. Este sistema proporciona uma melhor adesão, pois o tubo inflado se adapta ao formato, tamanho e irregularidades do furo e distribui uniformemente a força de aperto ao longo do comprimento do furo. Como o parafuso é instalado selado, não há corrosão interna (Epiroc Group, 2022).

Já na sustentação passiva, os elementos utilizados para o suporte são externos ao maciço rochoso e dependem dos movimentos da rocha que está em contato com o perímetro explotado. Neste tipo de sustentação tem-se os esteios de madeira e as fogueiras, por exemplo (Hoek; Kaiser; Bawden, 2000).

Os esteios de madeira (*timber props*) são hastes de madeira fixadas verticalmente na área explotada, instalados perpendicularmente ao mergulho do veio. Os valores de

resistência dos esteios variam dependendo do tipo de madeira utilizados e das características físicas do esteio, como comprimento e diâmetro (Birön; Arioğlu, 1983).

É possível aumentar a resistência dos esteios de madeira com a utilização de dispositivos chamados *jackpots*, mostrado na Figura 25. Estes sistemas de sustentação para os tetos de minas subterrâneas, atuam como um “chapéu inflável” nos esteios. São pressurizados com uma válvula hidráulica sob pressões entre 120 bar a 140 bar, que se expandem axialmente e carregam os esteios das minas entre 20 t e 50 t, travando-os no lugar e aplicando pressão contra o maciço rochosos (Epiroc Group, 2022).

Figura 25 - Dispositivo hidráulico de uso único para auxílio na sustentação de tetos



Fonte: (Epiroc Group, 2022)

Na Tabela 14 estão apresentadas as características técnicas dos dispositivos *jackpots*. Há uma diversidade de tamanhos disponíveis e, para os processos deste projeto, são utilizados *jackpots* de tamanho 183.

Tabela 14 - Características técnicas dos *jackpots* com destaque para o tamanho utilizado neste projeto

Tamanho	Diâmetro do bastão do conjunto (mm)	Elevação máxima (mm)	Pressão de inflação (MPa)	Capacidade nominal de carga (kN)
140	100 - 135	40	11 - 13	491
160	120 - 155	50	11 - 13	589
183	140 - 180	50	11 - 13	736
220	180 - 215	50	11 - 13	1030

Fonte: Fonte: (Epiroc Group, 2022)

Pode-se observar a utilização destes sistemas de sustentação do teto na Figura 26. Nela é possível notar o posicionamento perpendicular dos esteios de madeira ao teto e a presença dos *jackpots* (em amarelo, nas extremidades) em contato com a rocha do teto.

Figura 26 - Esteios de madeira com *jackpots* instalados para sustentação do teto nas frentes de trabalho



Fonte: Elaboração própria

As fogueiras (*wood cribs*) são uma alternativa de sustentação utilizada em diferentes métodos de exploração, podem complementar e reforçar a sustentação natural dos pilares. Elas são construídas empilhando camadas de madeira em direções opostas, como mostrado na Figura 27.

Figura 27 - Disposição de fogueiras em uma frente de trabalho para auxílio da sustentação

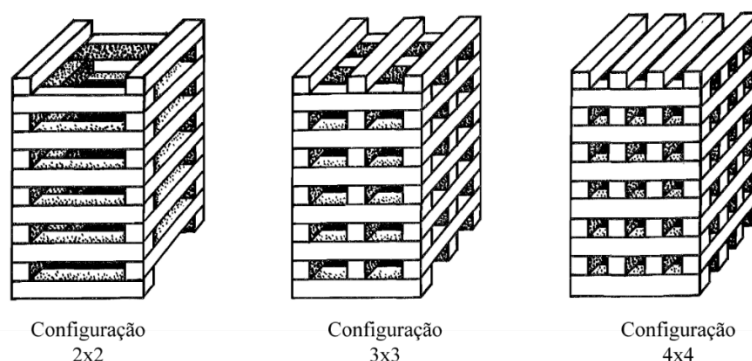


Fonte: (SRK Consulting Inc., 2019)

A capacidade e a rigidez da configuração da fogueira são, principalmente, determinadas pela área de contato entre as vigas que se cruzam (área efetiva). Portanto, a capacidade e a rigidez podem ser maiores aumentando a área de contato através do uso

de vigas mais largas ou aumentando o número, como mostram os padrões na Figura 28 (Barczak; Gearhart, 1994).

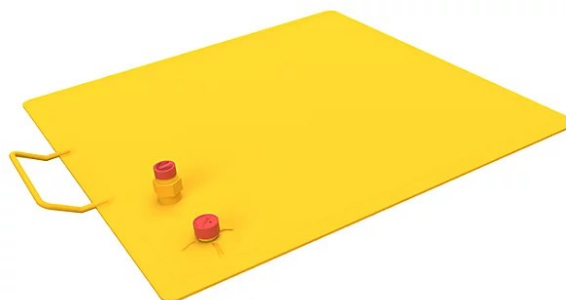
Figura 28 - Padrões para desenvolvimento de fogueiras de sustentação mais comuns



Fonte: (Barczak; Gearhart, 1994) (Adaptado)

Há também os chamados *jackpacks* para auxiliar o sistema de sustentação oferecido pelas fogueiras. Eles são usados para pré-tensionar as madeiras utilizadas para apoiar o maciço rochoso. São formados a partir de duas chapas de aço, soldadas juntas que formam uma almofada inflável, mostrada na Figura 29.

Figura 29 - Sistema de pré-tensionamento chamado *jackpack*



Fonte: (Epiroc Group, 2022)

Possui duas válvulas: uma para o processo de enchimento que oferece a pré-tensão e outra para o alívio da pressão interna. A válvula de alívio permite a liberação controlada da pressão, fazendo com que o sistema desinfe até que a carga seja unicamente suportada pela fogueira (Epiroc Group, 2022).

Na Tabela 15 estão apresentadas as características técnicas dos dispositivos *jackpacks*. Há uma diversidade de tamanhos disponíveis e, para os processos deste projeto, são utilizados *jackpacks* de tamanho 1000 mm x 1000 mm.

Tabela 15 - Características técnicas dos *jackpacks* com destaque para o tamanho utilizado neste projeto

Tamanho (mm)	Altura máxima de inflação (mm)	Pressão de inflação (MPa)	Pré-carga típica (kN)
-----------------	--------------------------------------	------------------------------	--------------------------

500 x 500	100	11 - 13	442
550 x 550	100	11 - 13	589
650 x 650	100	11 - 13	925
700 x 300	100	11 - 13	330
800 x 300	100	11 - 13	414
1000 x 1000	100	11 - 13	2540
1040 x 462	100	11 - 13	1087
1225 x 1225	100	11 - 13	3940

Fonte: Fonte: (Epiroc Group, 2022)

Pode-se observar a utilização destes sistemas de sustentação do teto na Figura 30. Nela é possível notar o posicionamento do *jackpack* na fogueira (em amarelo).

Figura 30 - Fogueira pré-tensionada com o dispositivo *jackpack* para auxiliar o processo de sustentação do teto



Fonte: (SRK Consulting Inc., 2019)

Os esteios e as fogueiras de madeira funcionam como sustentação passiva quando utilizados sem a adição de outros sistemas, como os *jackpots* e *jackpacks*. Isto quer dizer que, ao instalados, eles apenas respondem às movimentações do maciço que possam vir a ocorrer. Ao utilizar esses aparelhos adicionais, os sistemas passam a atuar como suportes ativos, impedindo qualquer movimentação.

A equipe geotécnica é responsável por realizar visitas de campo para identificar descontinuidades, caracterizar o maciço rochoso e estabelecer o esquema de sustentação

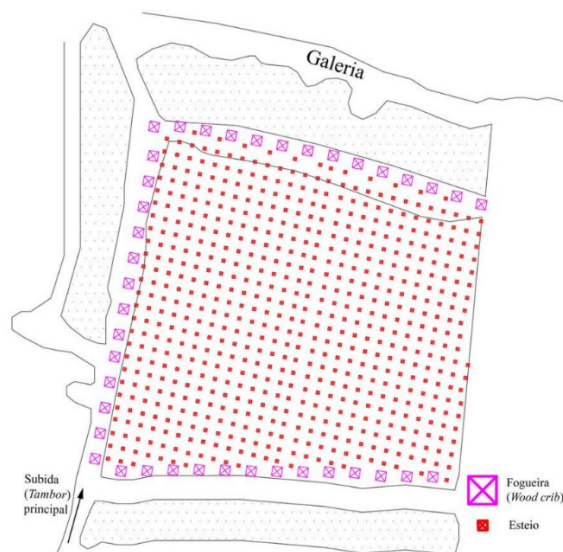
necessário no corte através de fogueiras (*wood cribs*) e de esteios de madeira (*timber props*), considerando os principais métodos de classificação para maciços rochosos. Devem ser determinados os comprimentos, diâmetros e a quantidade de cada um dos elementos necessários.

A área de geomecânica da empresa, em parceria com a (SRK Consulting Inc., 2019) realizaram os estudos para classificar o maciço rochoso da área onde foi implementado o método de *longwall*. Em posse destas informações, tem-se todos os insumos necessários para estabelecer um plano de sustentação para este painel, definindo o espaçamento entre os esteios e as fogueiras de madeira utilizados neste plano. O método de classificação utilizado para classificar e definir o plano de sustentação do painel foi o *Rock Mass Rating* (RMR) de Bieniawski (1989) e os elementos utilizados para determinar a resistência a compressão foram realizados por meio de índices em campo e confirmados e/ou corrigidos com ensaios de laboratório.

A importância da classificação geomecânica nesta dissertação tem essencialmente duas aplicações. A primeira é participar no acompanhamento para escolher o tipo de suporte que deve ser implementado no painel 1345. Já a segunda, é no planejamento, adequando a malha de perfuração de acordo com a classificação.

A partir destas classificações foi desenhado o plano de sustentação do painel 1345, e a partir do qual foram determinadas as quantidades dos materiais. Na Figura 31 é possível observar uma representação do esquema de sustentação proposto pela área responsável.

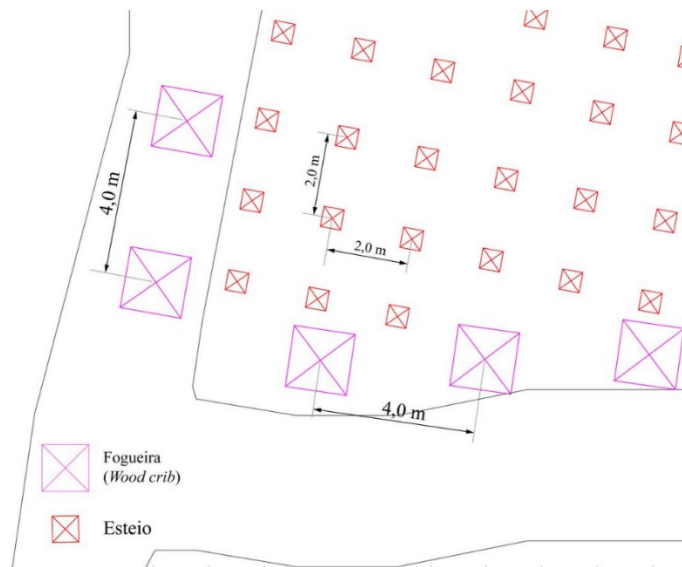
Figura 31 - Esquema geral do plano de sustentação no painel 1345 completo



Fonte: (SRK Consulting Inc., 2019) (Adaptado)

A distribuição dos esteios e das fogueiras de madeira também é algo tão importante quanto suas características. Juntamente com o plano de sustentação, foram determinados que os esteios de madeira estariam a uma distância de 2 m entre si, enquanto as fogueiras estariam dispostas nas bordas do painel, a uma distância de 4 m entre si, como é possível verificar na Figura 32.

Figura 32 - Detalhe da distribuição espacial dos esteios e das fogueiras de madeira no painel 1345



Fonte: (SRK Consulting Inc., 2019) (Adaptado)

A sustentação artificial que se utiliza no MCP é pontual, acontecendo apenas em casos sugeridos por visitas de inspeção onde se observa alguma alteração do maciço e requer algum tipo de suporte de acordo com as recomendações geomecânicas. No entanto, como um dos temas fundamentais nesta dissertação, a análise de sustentação é importante no MLW para determinar o peso nos custos de produção caso o método seja

implementado nos demais cortes e nas demais unidades mineradoras. Os indicadores de performance considerados para este KPI estão apresentados na Tabela 16.

Tabela 16 - Variáveis utilizadas para a determinação do KPI de sustentação

KPI Sustentação
Madeira 8" x 8" x 1 m (unit)
Madeira 8"x 8" x 2,5 m (unit)
<i>Jackpack</i> 1000 mm x 1000 mm (unit)
<i>Jackpot</i> 183 (unit)

Fonte: Elaboração própria.

3.10 Contexto operacional

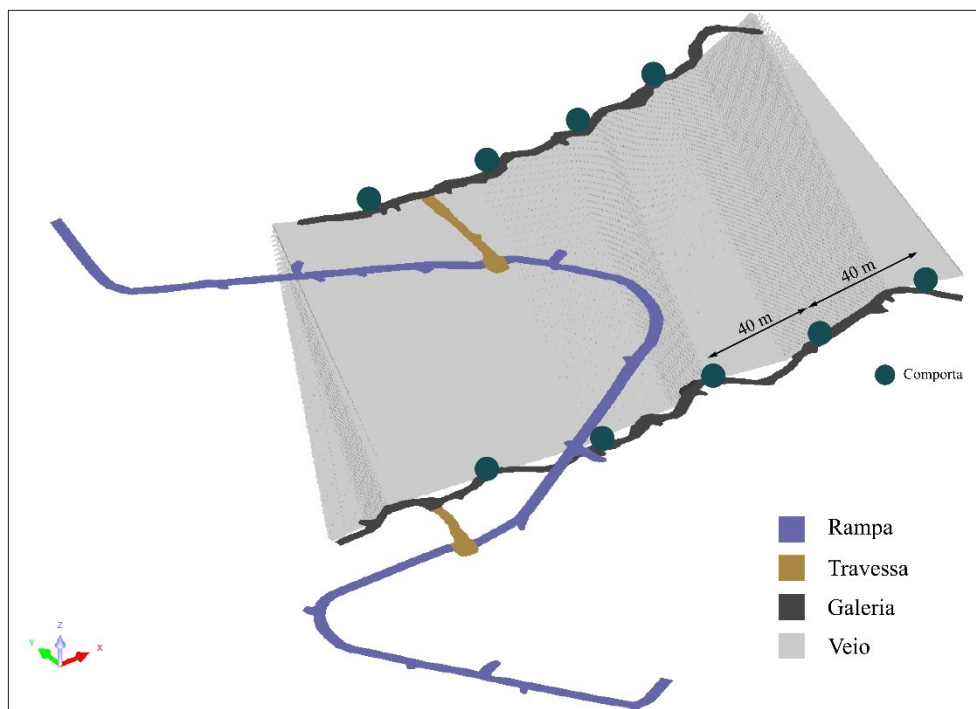
3.10.1 Método Câmaras e Pilares (MCP)

O método de câmaras e pilares pode ser dividido em duas etapas: uma fase primária e uma secundária. Na fase primária, utiliza-se um método tradicional de câmaras e pilares, com uma proporção padrão de extração, conforme os desenhos e sequências de planejamento. Esses planos são ajustados à medida que a produção avança e amostragens geoquímicas são realizadas nas frentes de trabalho.

A fase secundária envolve a extração adicional de material dos pilares, ou seja, uma perfuração secundária em áreas previamente mineradas. Este é um dos processos que se pretende eliminar com a implementação do método *longwall* na empresa, pois os custos com explosivos aumentam e os riscos para a equipe e os equipamentos são elevados. Conforme as teorias de Bieniawski (1989), à medida que o tempo passa, o risco de colapso aumenta.

O acesso aos painéis de exploração ocorre da seguinte forma: o projeto possui um sistema de rampas que avançam descendentes a partir do nível 21, atravessando rocha estéril. A Figura 33 apresenta uma ilustração identificando os principais componentes do acesso ao painel de exploração.

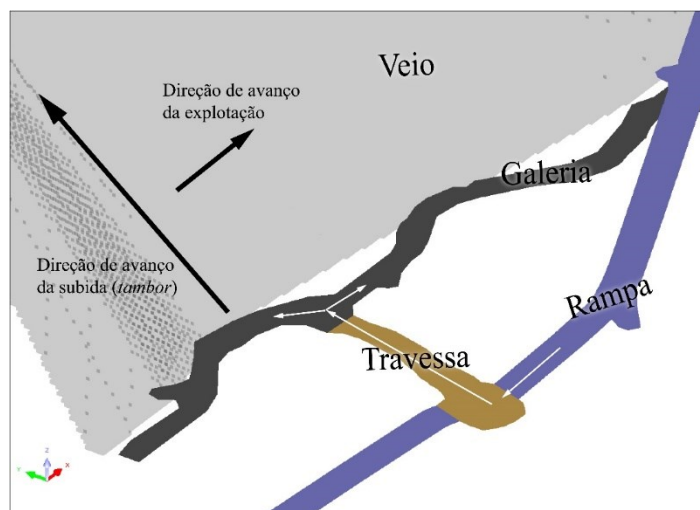
Figura 33 - Representação ilustrativa de uma seção da mina El Silencio



Fonte: Elaboração própria.

Uma vez posicionadas no local onde o novo nível será desenvolvido, realiza-se uma travessa até cortar o veio. Após o corte do veio, abrem-se duas galerias em direções opostas, como mostrado na Figura 34, cujo comprimento é feito com respaldo nas informações de pré-projetos baseados em perfurações de exploração.

Figura 34 - Detalhe do sistema de acesso ao painel de exploração na mina El Silencio



Fonte: Elaboração própria.

A cada 40 metros, uma comporta é instalada para alimentar o sistema de transporte de minério. Estas comportas são posicionadas estrategicamente no início de cada *tambor* principal (subida) que dá acesso ao painel de exploração. O minério é levado até as comportas através de um sistema de guincho e rastelo e, posteriormente, é transportado

por caminhões basculantes. No Apêndice D pode-se encontrar mais imagens para ilustrar este acesso.

Aqui estão descritas as duas fases do método de câmaras e pilares implementado na empresa.

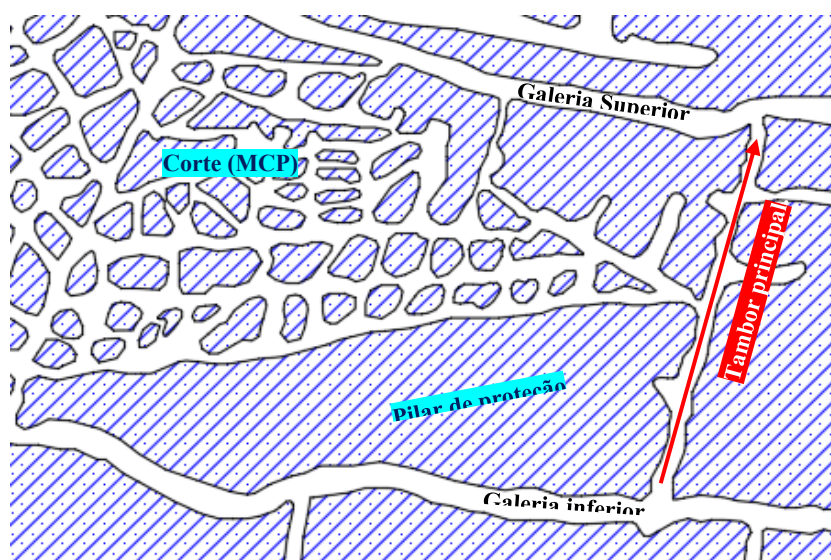
3.10.1.1 Método de câmaras e pilares primário

Nesta primeira fase, aplica-se uma técnica convencional, sendo importante mencionar que os avanços são realizados com métodos manuais, ou seja, são utilizados equipamentos do tipo *jackleg*, para o avanço no corpo mineral dentro de cada um dos painéis definidos.

Esses são acessíveis a partir dos níveis de transporte, iniciando as escavações de avanço a partir do nível inferior para aproveitar a gravidade, progredindo por um *tambor* (subida) principal até se conectar com o nível superior.

Na Figura 35, pode-se observar as atividades de desenvolvimento de galerias e o *tambor* principal de desenvolvimento, o qual atravessa completamente o corpo mineralizado a uma altura de 1,2 m a 1,5 m, a partir do qual se acessa o corte, seguindo o veio.

Figura 35 - Representação esquemática do desenvolvimento das câmaras e dos pilares para a exploração do corpo mineral

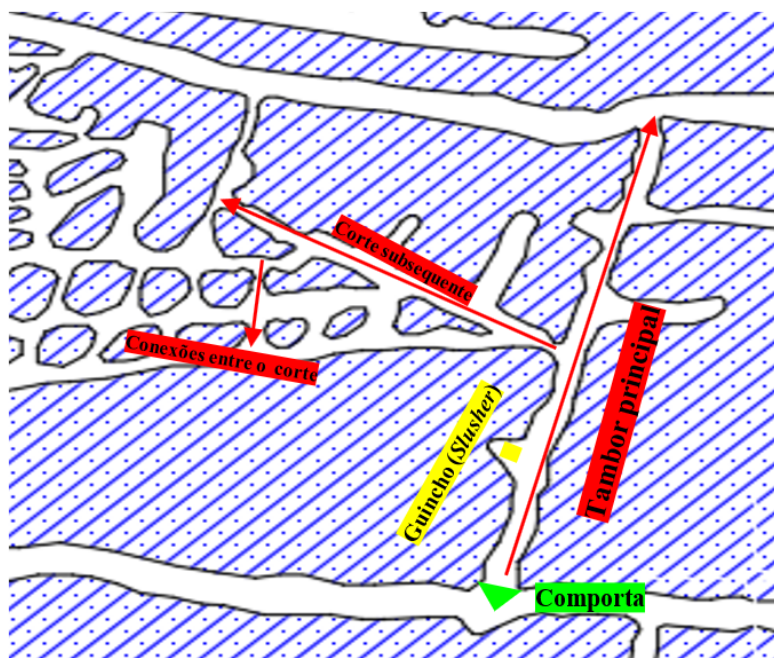


Fonte: (SRK Consulting Inc., 2019) (Adaptado)

Na parte inferior, como mostra a Figura 36, uma comporta de carga é construída para carregar os caminhões basculantes (*dumpers*). Essas comportas coletam material de todo o painel, que é acumulado por meio de rastelos, com um sistema de polias ancoradas

que permitem o movimento do material desde o ponto de detonação até a comporta, também auxiliado pela inclinação dos painéis.

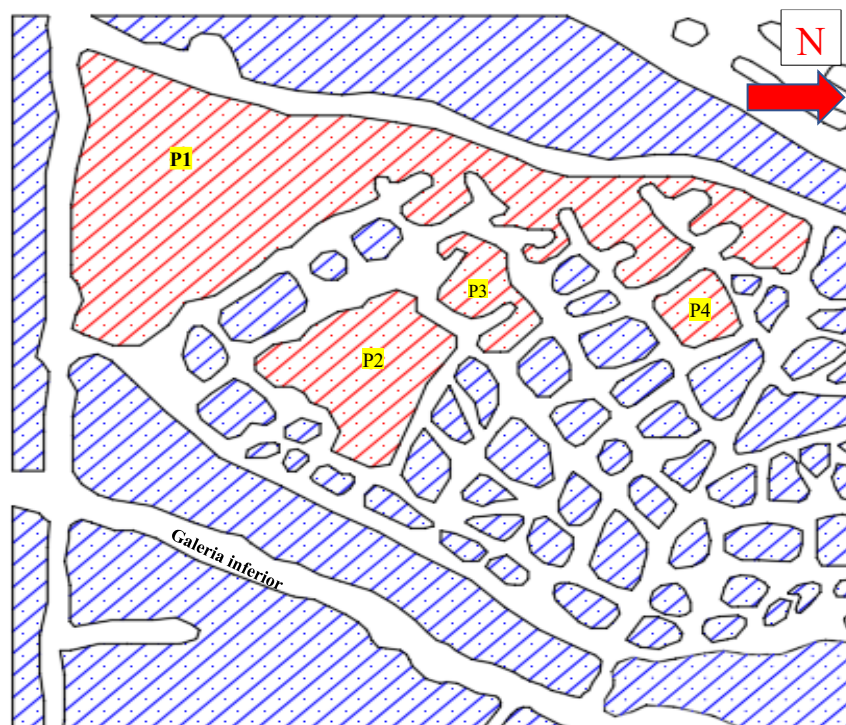
Figura 36 - Destaque para a presença das comportas e dos guinchos para transporte e armazenamento do minério extraído nas câmaras



Fonte: (SRK Consulting Inc., 2019) (Adaptado)

Embora os pilares, em sua maioria, tenham o design com dimensões de 4,0 m x 4,0 m e as câmaras podem ter uma largura de 4,0 m a 6,0 m, observa-se na Figura 37 que os pilares nos cortes variam significativamente. Isso ocorre principalmente por motivos econômicos, devido a áreas com teor baixo ou veios muito estreitos, que deixam de ser explotadas temporária ou totalmente, dependendo dos resultados dos avanços por corte.

Figura 37 - Em destaque, pilares que não seguem o dimensionamento padrão para o método



Fonte: (SRK Consulting Inc., 2019) (Adaptado)

Essa habilidade de selecionar as áreas mais adequadas para a extração de minério dentro de um depósito pode ser prejudicial para a vida útil do depósito, pois um volume de minério considerável não está sendo extraído e esse volume conterá uma quantidade significativa de ouro. Devido à falta de um planejamento mais direcionado ou ao cumprimento de metas a curto prazo, os pilares podem não ser aproveitados.

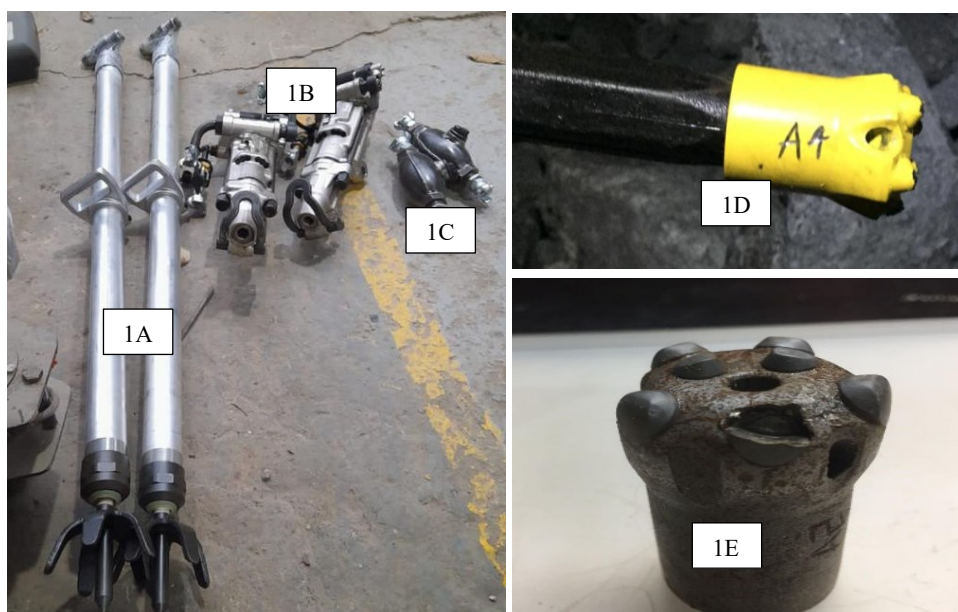
Na Figura 37, em vermelho, podem ser observados pilares de tamanho não padronizado. Embora P1 sirva como pilar de reforço para a galeria nos limites, pode-se notar que, em direção ao norte, houve uma exploração excessiva que pode comprometer a via de acesso, e ao sul, o pilar é consideravelmente grande, afetando o volume de produção esperado pelo painel.

A perfuração é realizada da seguinte forma: o comprimento das perfurações nos cortes de produção é de 4 pés (1,2192 m), 6 pés (1,8288 m) ou 8 pés (2,4384 m), com brocas de 38 mm, perfurados com *jackleg* pneumáticos a 80 psi (551,6 kPa). Os primeiros 2 pés (0,6096 m) da perfuração são realizados em uma primeira etapa, onde o furo é posicionado e realizado com uma broca nova.

São apresentados os elementos utilizados para executar o processo de perfuração na produção na Figura 38. Na região 1A da Figura 38, é apresentada a coluna, que serve para posicionar o equipamento. Em 1B está a cabeça do equipamento *jackleg*, onde são montados e operados em conjunto. 1C é a bomba de graxa, e 1D e 1E são as brocas usadas

no processo, sendo que as novas são utilizadas na primeira etapa e as brocas já usadas, na segunda etapa.

Figura 38 - Equipamento para perfuração manual



Fonte: (SRK Consulting Inc., 2019) (Adaptado)

Na segunda etapa, a perfuração é finalizada em comprimento com uma broca usada. O sistema de perfuração da empresa é realizado em duas fases por ergonomia do operador, visto que para obter um furo completo em comprimento, são necessárias duas hastes de perfuração. Portanto, é melhor realizar os 25-30 furos completos com um comprimento de 2 pés (0,6096 m) e depois completá-los para ter um comprimento de furo de 6 pés (1,8288 m) ou 8 pés (2,4384 m). Este processo é chamado de *segundear*.

Geralmente, cerca de 25-30 furos são detonados, embora o padrão de perfuração seja ajustado de acordo com a geometria e as condições do terreno. O fator de potência varia entre 1 kg/t e 3 kg/t. Os horários de detonação são programados para coincidir com as trocas de turno.

Na Figura 39, pode-se observar a rocha após o trabalho de perfuração com o *jackleg* e pronta para receber os equipamentos de detonação. Por fim, na Figura 40, é possível observar os dispositivos de detonação instalados nos furos feitos previamente ao longo do veio.

Figura 39 - Superfície da frente de trabalho após o processo de perfuração ser realizado



Fonte: Elaboração própria.

Figura 40 - Instalação dos dispositivos de detonação nos furos realizados ao longo do painel



Fonte: Elaboração própria.

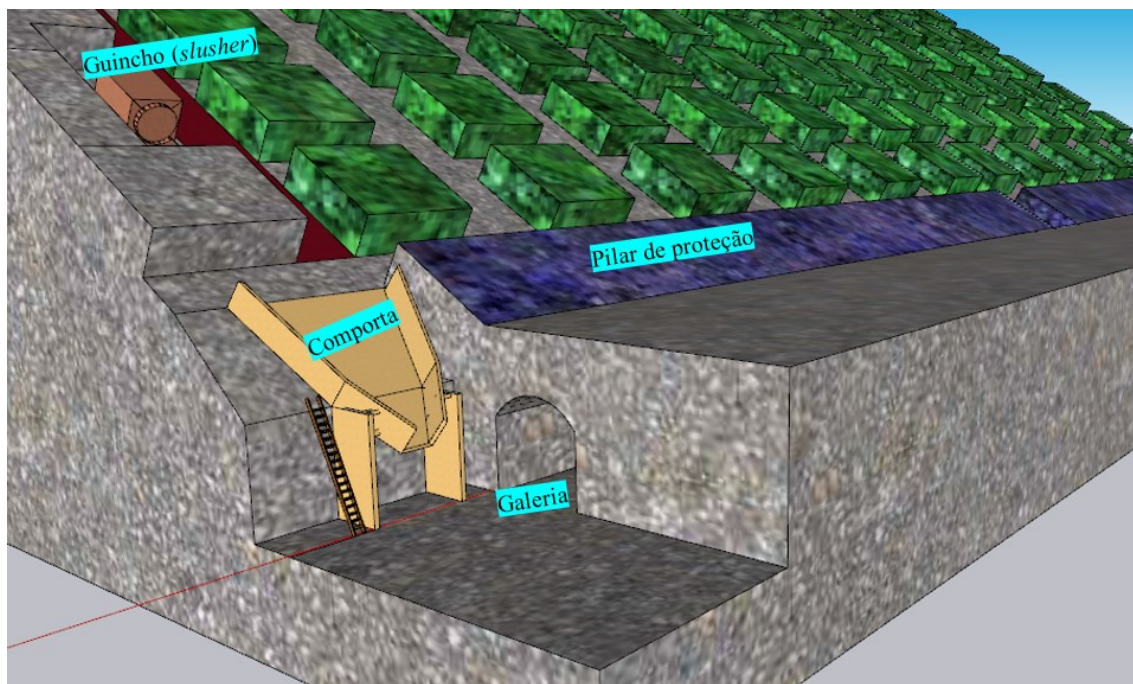
O sistema de suporte implementado nos painéis é o mesmo utilizado nas áreas da mina. Ele é determinado de acordo com a qualidade da rocha, avaliada pela área de geomecânica, que fornece as recomendações apropriadas com base em observações de campo.

Geralmente, nenhum tipo de suporte adicional é realizado nas regiões de extração, existindo apenas o pilar natural do método. No entanto, se necessário são utilizados

parafusos de ancoragem helicoidais e parafusos de atrito *splitset* (cavilhas), esteios de madeira de 8" x 8" (0,2032 m x 0,2032 m) com *jackpots* e fogueiras com *jackpacks*, malhas e/ou concreto projetado em algumas áreas mais críticas do painel.

Nos limites do painel de produção, definidos pelas galerias de transporte, é deixado um pilar de barreira ou proteção com largura entre 5 m e 6 m ao longo do corte, no sentido do rumo da exploração, como mostrado na Figura 41.

Figura 41 - Representação esquemática tridimensional do pilar de respaldo



Fonte: Elaboração própria.

No final da primeira etapa, ou durante a segunda, geólogos e engenheiros determinam os tamanhos finais dos pilares para recuperar parte deles, dentro dos parâmetros de segurança estabelecidos pela área de geomecânica. É importante notar que, na maioria dos painéis de trabalho, a disposição proposta pela geomecânica não é estritamente seguida, havendo uma grande variabilidade nos tamanhos dos pilares para a extração de cada bloco.

O minério extraído é transportado da frente de exploração até as comportas de carga utilizando um guincho elétrico e rastelos, com um sistema de polias e cabos de aço. Em seguida, o minério é transportado por caminhões basculantes com capacidade de 10 toneladas até a comporta principal, localizada na área das rampas.

Na área profunda da mina El Silencio (Silencio Profundo), o minério é transportado por locomotivas elétricas, que possuem um conjunto de vagonetas com capacidade de aproximadamente 1,2 m³. Essas vagonetas transportam o minério até a comporta principal.

3.10.1.2 *Método de câmaras e pilares secundário*

Esta segunda fase de câmaras e pilares consiste essencialmente na recuperação de pilares da fase anterior, de acordo com uma avaliação econômica, geológica e geotécnica.

De maneira convencional, são instalados esteios de madeira de 8" x 8" (0,2032 m x 0,2032 m) ao lado dos pilares, de modo que a detonação não comprometa a estabilidade. Em áreas deficientes, onde as condições geomecânicas não são ideais, são adicionados métodos de suporte adicionais, como malhas eletrossoldadas, parafusos de ancoragem e fogueiras de madeira.

As técnicas de perfuração e detonação para a extração de pilares são muito semelhantes às usadas na primeira etapa, com a diferença de que a direção da perfuração e a quantidade de explosivos são cuidadosamente controladas, pois se trata de uma zona desconfiada e o suporte é feito antes da recuperação do pilar. Esta segunda fase é iniciada apenas nos cortes de trabalho onde a primeira fase não está mais em execução, a fim de minimizar o impacto potencial na estabilidade ao redor dos pilares recuperados.

É importante mencionar que esta fase carece de um planejamento adequado, pois esse minério não é claramente contemplado nos planos de conciliação da mina, o que aumenta consideravelmente a incerteza na viabilidade do projeto. Além disso, é realizada uma nova perfuração em locais previamente explotados, o que pode aumentar o risco para a segurança de pessoas e equipamentos.

Também deve ser considerado que, em termos de custos, estão sendo realizadas duas perfurações e duas detonações. Assim, tem-se um gasto duplicado que poderia ser evitado se fosse utilizado um método no qual o minério fosse extraído completamente, com um suporte adequado.

3.10.2 *Método Longwall (MLW)*

Para obter uma melhor compreensão sobre a metodologia implementada, é importante fazer uma descrição de como o MLW foi implementado na empresa. A área selecionada para testar o novo método de exploração está localizada na zona norte do projeto. O desenvolvimento operacional desta nova frente de exploração começou no nível 38 (zona profunda) para aproveitar a gravidade e realizar as atividades de limpeza de forma mais rápida e eficiente.

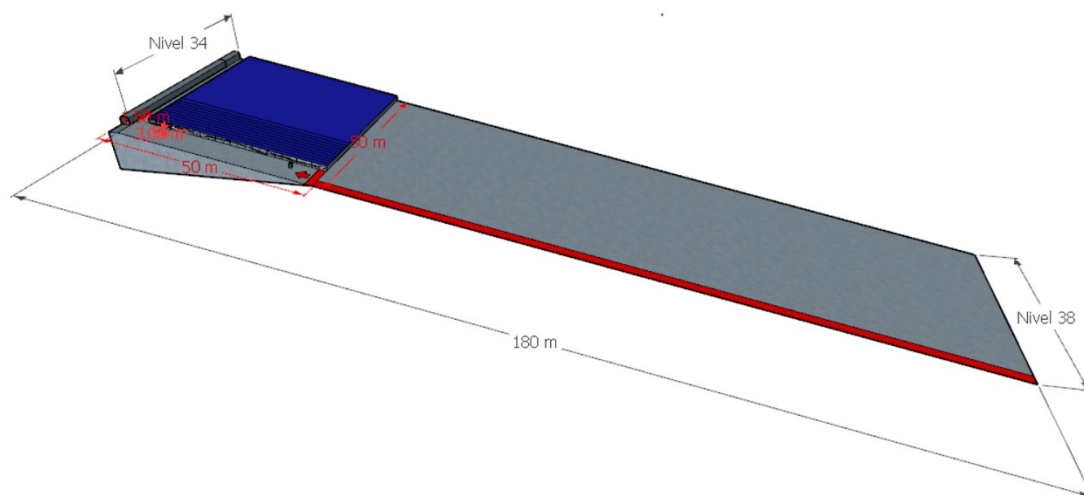
A escavação de avanço, chamado de *tambor* principal, tem dimensões de 2,0 m de largura por 2,0 m de altura. Inicialmente, este projeto era um avanço para exploração,

pois uma perfuração antiga havia interceptado um corpo mineralizado a 150 metros do ponto inicial de exploração (no nível 38) com teores altos (maiores que 10 g/t).

De acordo com a área de geologia, poderia ser um novo sistema de veios ou um ramo do sistema de veios explotado nos níveis superiores (32, 33, 34) e poderia ter potencial para gerar um bloco de exploração. No entanto, não havia informações detalhadas da zona em relação ao modelo de blocos, pois a zona tinha apenas uma perfuração e não havia mais dados que pudessem ajudar a inferir as dimensões do bloco. Outro motivo para avançar com o projeto era conectar a zona profunda com a superior, facilitando o acesso de insumos à zona profunda e os serviços de água, energia e ar.

O comprimento total da escavação da subida foi de 180 m, conectando o nível 38 ao nível 34. Aos 130 m, o corpo mineralizado mencionado anteriormente foi interceptado, com uma largura de veio variando entre 0,70 m e 1,20 m e um mergulho entre 20° e 32°. Posteriormente, foi possível definir um painel de exploração de 50 m no mergulho e 50 m no rumo (direção da galeria 34 - Sul, na zona de rampas no nível 34), como mostrado na Figura 42. O avanço começou no nível 38 e avançou 130 m seguindo o mergulho do veio (linha vermelha), até interceptar uma zona de interesse (zona azul).

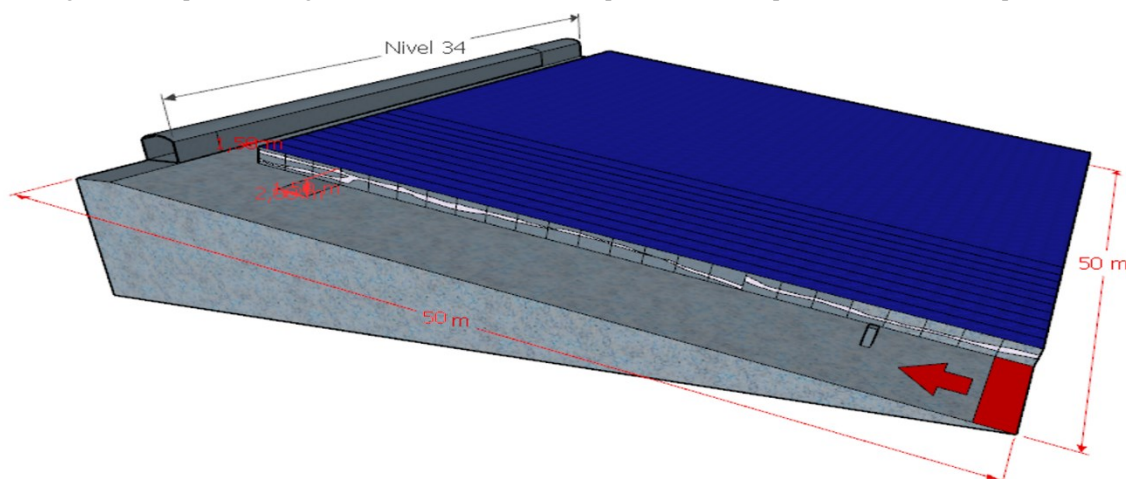
Figura 42 - Representação gráfica da zona de estudo que foi realizada para a implementação do MLW



Fonte: Elaboração própria.

Conforme ilustrado na Figura 43, detalham-se as dimensões do bloco definido na zona em que se identificou o minério, as quais foram estabelecidas com base na geologia e nas informações estruturais anteriores para delimitar o bloco. O bloco, representado pela área azul, apresenta dimensões finais de 50 m na direção do mergulho e 50 m na direção das galerias do nível 34.

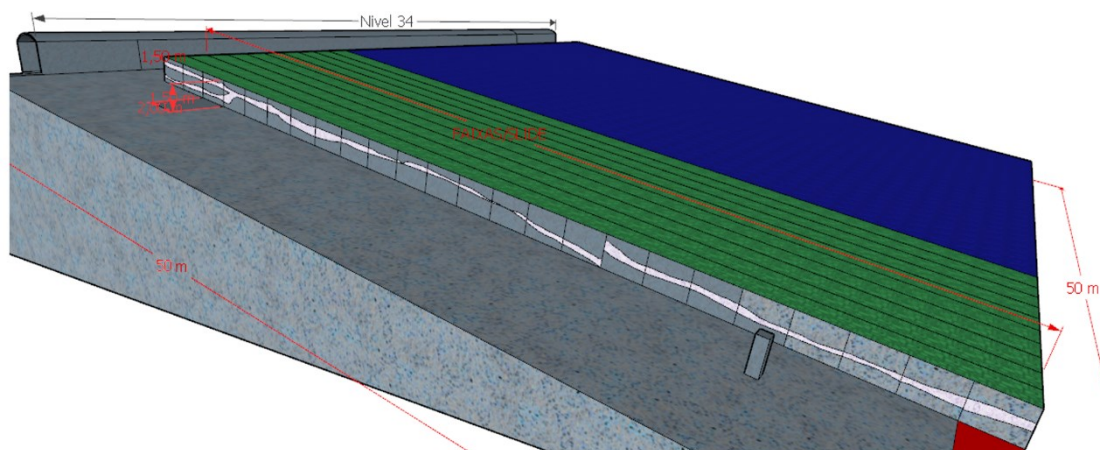
Figura 43 - Representação gráfica da zona onde foi interceptada o minério após as escavações de exploração



Fonte: Elaboração própria.

O bloco completo foi dividido em sub-painéis de 1,50 m de largura, na direção do avanço do painel, e 50 metros na direção do mergulho, representados pela cor verde na Figura 44. Antes de realizar uma detonação é preciso fazer o levantamento topográfico ao longo da frente que será detonada, ou seja, na direção do mergulho. Neste levantamento, deverá ser medida a altura do corte antes da detonação e será levantado o sistema de corpos de minério

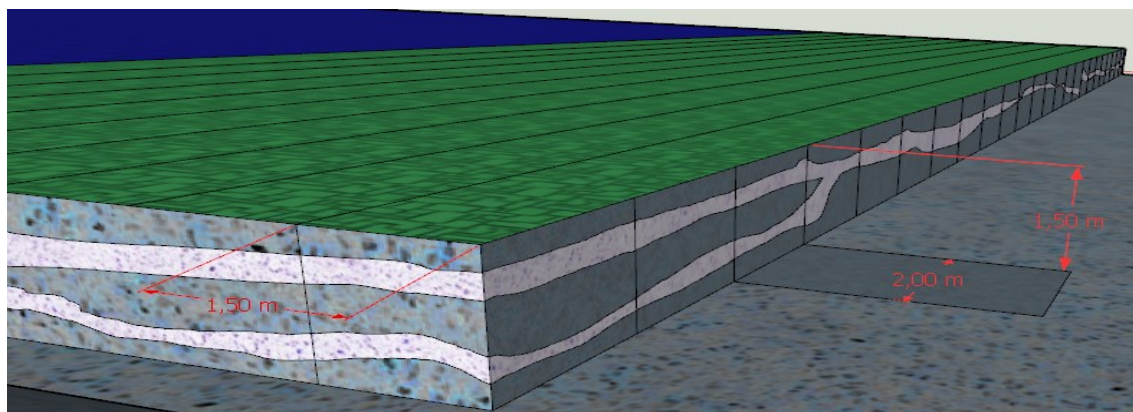
Figura 44 - Representação da divisão do painel por faixas de exploração



Fonte: Elaboração própria.

Na Figura 45, é apresentada a subdivisão das faixas que compõem o painel de exploração. Essas medições serão realizadas a cada dois metros ao longo da inclinação para calcular a altura do corte antes e depois da detonação, largura do veio, inclinação e para realizar amostragem geológica a fim de controlar e conhecer o teor de corte de cada faixa. Essas amostragens geológicas são realizadas de duas maneiras: amostragens pontuais na rocha encaixante e no veio, além de amostragens de minério fragmentado após a detonação, sendo esta última amostrada a cada 15 metros.

Figura 45 - Detalhe do dimensionamento para a elevação da estrutura mineral ao longo da frente de trabalho



Fonte: Elaboração própria.

Para o desenvolvimento da dissertação, foram realizadas 20 detonações, a fim de construir uma base de dados e realizar os cálculos de diluição planejada e não planejada no painel pelo MLW. Além disso, foi mantido um registro de consumo de aços (brocas, polias e cabos) e outros elementos utilizados durante os processos, desde a perfuração até o transporte do minério para as comportas.

4 METODOLOGIA

Para esta dissertação, foram realizados 20 levantamentos topográficos, cada um ao longo do perfil de exploração (direção do mergulho) a cada 2,0 m, antes e depois da detonação, para comparar os resultados e verificar se as alturas de corte estão de acordo com o projeto fornecido pela área de planejamento. Isso permite tomar ações corretivas para futuras detonações e construir uma base de dados que apoie todo o processo de implementação na mina e em outras unidades produtivas da empresa.

Também foi realizada uma análise geomecânica detalhada da área de teste para a implementação do método *longwall*, incluindo os planos de suporte que devem ser implementados durante a atividade de exploração no painel, como serão calculados os esforços e a resistência do maciço na área, os métodos utilizados e a frequência de atualização das informações.

Embora o método *longwall* na literatura em geral não utilize nenhum tipo de suporte após a exploração, por questões operacionais deste caso, o suporte será realizado para garantir pelo menos seis meses sem colapso. Este processo pode ser observado com mais detalhes na seção 3.9.4 Sustentação, onde são discutidas as especificações e considerações técnicas relacionadas à sustentação adotada.

O desenvolvimento e acompanhamento das atividades foram realizados ao longo de 4 meses com uma equipe interdisciplinar, composta pelas áreas de planejamento, geologia, geotecnia, topografia e supervisão de minas, sendo esta última a equipe a qual o autor deste trabalho pertence.

4.1 Medição da diluição em trabalhos subterrâneos

4.1.1 Definição da altura de corte ideal

A altura de corte ideal (ACI) é a altura total (compreendendo a região de minério e de estéril) a ser extraída da rocha encaixante, determinada para que a extração do minério no veio seja feita atendendo aos requisitos de projetos da área de planejamento e à maximização da recuperação econômica. A escolha dessa altura leva em consideração fatores como a geometria do depósito, as condições geotécnicas da rocha encaixante e a eficiência operacional da atividade manual. Para determinar a ACI, os seguintes fatores foram considerados:

I. Método de exploração: O método utilizado influencia diretamente a escolha da ACI, pois cada técnica demanda diferentes condições operacionais e segurança. Para cortes aplicados no MLW, a ACI é de 1,20 m. Esta altura garante as condições técnicas e de segurança de acordo com o visto na seção 3.10 Contexto operacional.

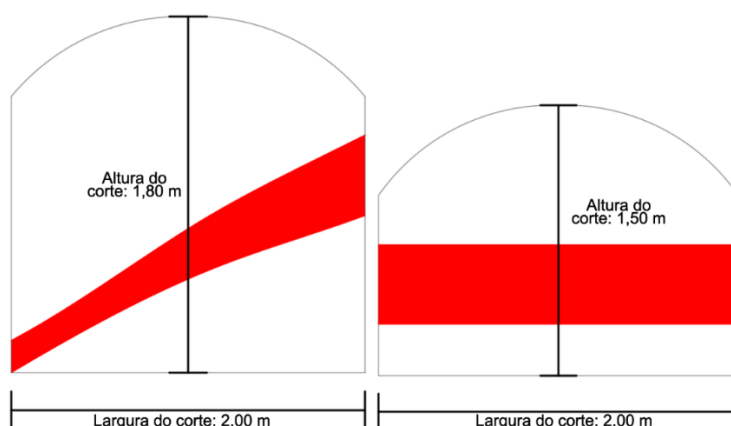
Já no Método de Câmaras e Pilares (MCP) e na recuperação de pilares, a altura é maior, em torno de 1,50 m, devido à necessidade de criar espaços maiores que permitam a recuperação mais eficiente do minério e facilitem a movimentação de equipamentos nas áreas de recuperação.

II. Casos especiais: em determinadas situações, quando há veios largos, alturas maiores do que as típicas devem ser definidas para abranger completamente a zona de interesse, seguindo os seguintes parâmetros:

- Para cortes no método *longwall*, quando o veio tiver espessuras maiores que 1,00 m, 0,20 m será adicionado à largura do veio medida, e esse será o valor da ACI.
- Para cortes em câmaras e pilares e recuperação de pilares, quando o veio tiver espessuras maiores que 1,30 m, 0,20 m será adicionado à largura do veio medido, e esse será o valor da ACI.

No caso dos avanços de preparação (*tambor*) devido ao fato de serem utilizados para a instalação de serviços, transporte de materiais e como áreas de acumulação e transporte de minério, eles devem ter as dimensões apresentadas na Figura 46, ideais para esses fins.

Figura 46 - Seções padrão para avanços de preparação.



Fonte: Elaboração própria.

III. Avaliação geotécnica: um dos fatores mais importantes ao definir a ACI foi a qualidade da rocha no teto da estrutura. A avaliação do maciço no teto é feita com base

no método de classificação de maciços rochosos Q de Barton, com tabelas adaptadas pela empresa, mostradas no Apêndice C.

Quando a classificação indicava que a qualidade da rocha no corte era regular, ruim ou muito ruim, uma altura era adicionada à ACI definida nos itens I e II. Isto acontece para que a rocha encaixante remanescente fosse com qualidade boa, diminuindo a necessidade de sustentação. A Tabela 17 apresenta as faixas nas quais a altura adicional foi atribuída. No caso em que a classificação atribuída fosse "qualidade de rocha muito ruim", a equipe de geotécnica definira a altura adicional a ser considerada.

Tabela 17 - Altura adicional para o cálculo da ACI de acordo com a avaliação geotécnica

Q de Barton	Qualidade da rocha	Altura adicional (cm)
> 40	Muito boa	0
10 a 40	Boa	0
4 a 10	Regular	1 - 5
1 a 4	Ruim	6 - 15
< 1	Muito ruim	> 15*

*Altura adicional se define por avaliação geomecânica

Fonte: Elaboração própria.

- **Levantamento topográfico:** semanalmente, foi realizado o levantamento topográfico dos cortes nas áreas onde houve avanço. Caso não houvesse pessoal de topografia disponível para atualizar as frentes, seria dada prioridade aos cortes do método *longwall* ou, alternativamente, aos que forem definidos como prioritários pelo setor de trabalho da geologia, planejamento e mina. Antes do levantamento topográfico, a equipe de geologia delineava o veio com tinta spray, para que a altura do veio também fosse registrada, como mostra a Figura 47.

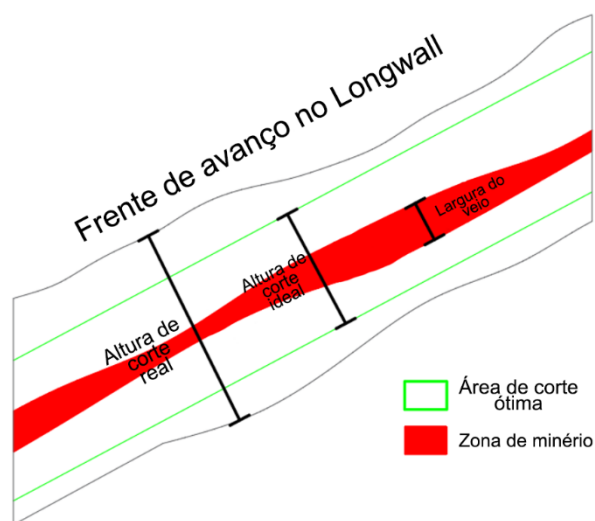
Figura 47 - Delimitação do veio nas frentes de trabalho para medição da altura de corte e largura dos veios



Fonte: Elaboração própria.

A altura de corte e a largura dos veios eram medidas de forma perpendicular à direção de mergulho da estrutura, (ou seja, da potência ou espessura verdadeira) geralmente paralela ao piso e teto da galeria, como mostra a Figura 48.

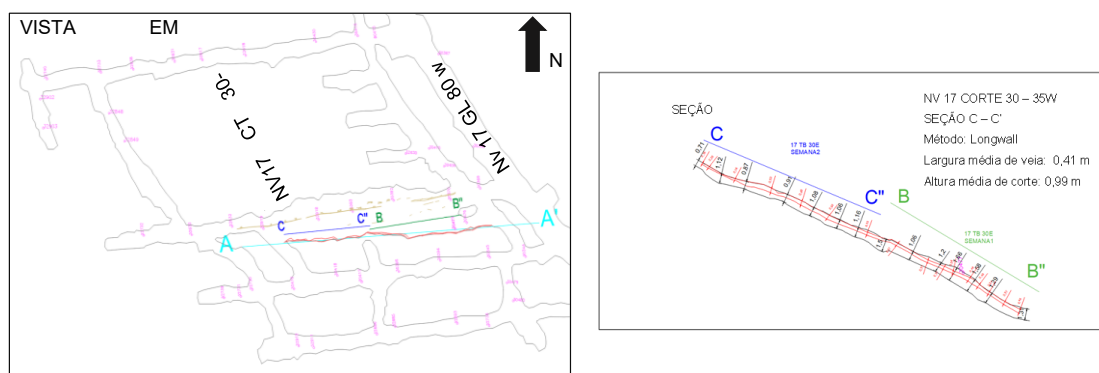
Figura 48 - Forma correta de medição das alturas de corte e dos avanços de produção



Fonte: Elaboração própria.

As medições de largura do veio e altura de corte foram realizadas de forma sistemática (a cada 2,00 m), conforme mostrado na Figura 49.

Figura 49 - Exemplo de documentos resultantes do levantamento topográfico com as informações da altura média de corte e largura média do veio

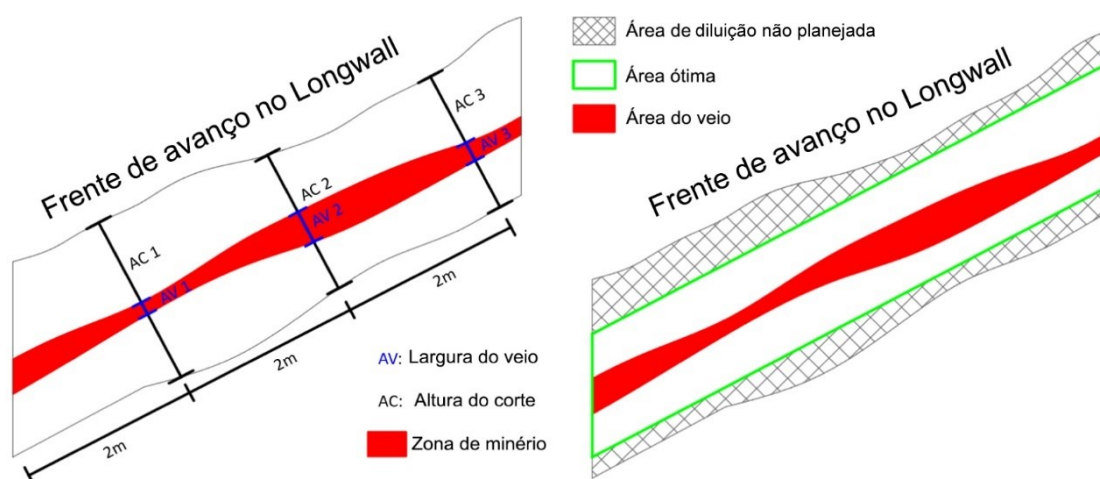


Fonte: (SRK Consulting Inc., 2019) (Adaptado)

4.1.2 Medição manual da diluição no método *longwall*

Era posicionada a fita métrica de forma perpendicular à estrutura para a largura do veio e perpendicular ao piso e ao teto para a altura de corte como mostra a Figura 50.

Figura 50 - Representação da coleta manual das dimensões da largura do veio e da altura de corte no método *longwall* e das áreas explotadas na frente de avanço

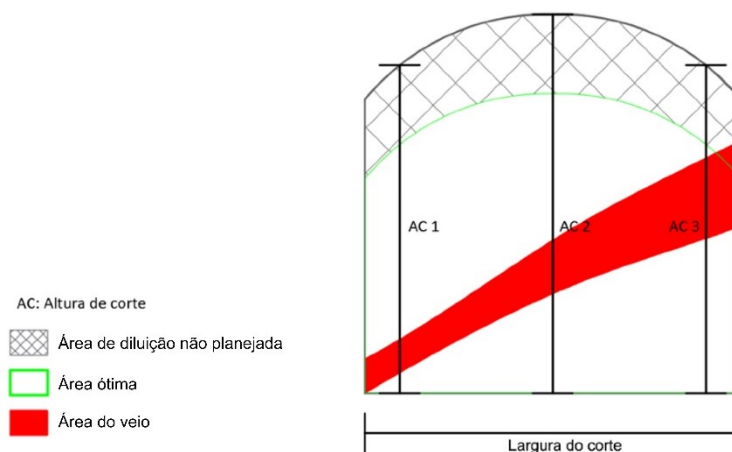


Fonte: Elaboração própria.

4.1.3 Medição manual no avanço das frentes de exploração no MCP

As primeiras medidas a serem tomadas eram as de altura de corte, começando pela parede lateral direita, centro e parede lateral esquerda, em seguida, passava-se a medir a largura de corte, mostrado na Figura 51.

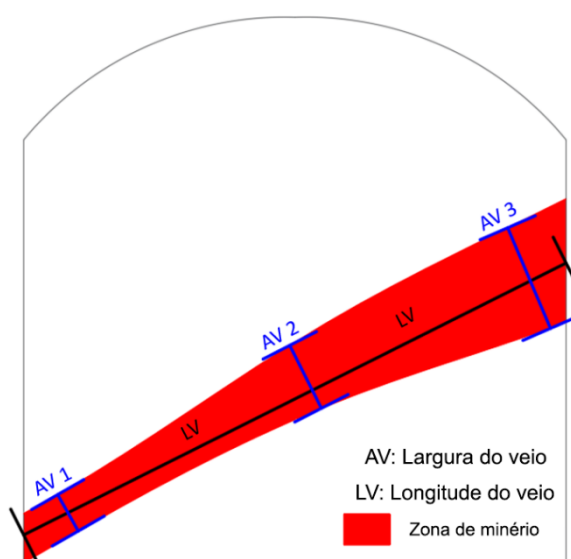
Figura 51 - Medições da altura ideal de corte que devem ser feitas a cada dois metros, ao longo do avanço



Fonte: Elaboração própria.

Posteriormente, era medida a espessura real do veio no centro e nas duas extremidades laterais. Em seguida, era medido o comprimento do veio tomando como referência os pontos que interceptavam o veio na medição das alturas de corte (laterais e central), como na Figura 52, verificando se estava limpo e sem minério solto no chão e paredes que pudesse alterar os resultados obtidos.

Figura 52 - Medidas da espessura e comprimento dos veios nos avanços do MCP



Fonte: Elaboração própria.

O ideal era que fossem feitas duas medidas no veio, uma em cada parede lateral (esquerdo e direito) e, quando estivesse na frente, três medidas. Para o comprimento do veio, devia ser medido a partir da parte média dele até a parede esquerda e desde a parte média do veio até a parede lateral direita.

4.1.4 Equações utilizadas para o cálculo da diluição e diluição não planejada

O cálculo realizado nas frentes de trabalho foi feito com base nas seguintes equações, obtidas apartir de Pakalnis; Poulin; Hadjigeorgiou (1995). No Apêndice D podem ser apresentadas as manipulações matemáticas para obter as equações utilizadas nas frentes de trabalho.

$$\text{Espessura do Veio (Frente) (E.V)} = \frac{(E.V1 + E.V2 + E.V3)}{3} \quad (4)$$

$$\text{Área do Veio} = (\text{Espessura do Veio} * \text{Comprimento do Veio}) \quad (5)$$

$$\text{Área Real} = (\text{Altura Real corte} * \text{Largura Real de corte}) * 0,9 \quad (6)$$

$$\% \text{Diluição} = \left(\frac{\text{Área Real de corte} - \text{Área de Veio}}{\text{Área de veio}} \right) * 100 \quad (7)$$

Referente ao cálculo da diluição não planejada, a margem permitida é de 3 %. Ou seja, o limite em que a diluição planejada passa a ser considerada diluição não planejada de acordo com o plano de trabalho.

Com base no tipo de método de lavra ou na operação, foram definidas as alturas de corte ideais, como mostra a Tabela 18. Para calcular a diluição não planejada média, ponderou-se com as toneladas entregues de cada um dos cortes avaliados.

Tabela 18 - Alturas ótimas de mineração por tipo de método e trabalho

Método de lavra ou operação	Altura Ótima (m)
Câmaras e pilares	1,50
Recuperação de pilares	1,50
<i>Longwall</i>	1,20
<i>Subida principal</i>	1,50
Subnível	1,80

Fonte: (SRK Consulting Inc., 2019) (Adaptado)

Para todos os métodos de lavra e operações apresentadas na Tabela 18, a Equação 8 mostra o cálculo da diluição não planejada, que foi utilizada durante o processo de exploração pelos responsáveis para realizar adequações pontuais dentro da operação de lavra. Esta também foi obtida apartir de Pakalnis; Poulin; Hadjigeorgiou (1995) (como mostrado no Apêndice E).

$$\% \text{ Diluição não planejada} = \left(\frac{\text{Área Real de Corte} - \text{Área Ideal de Corte}}{\text{Área ideal de corte}} \right) * 100 \quad (8)$$

$$\text{Área real de corte} = \text{Altura real de corte} * \text{largura real de corte} \quad (9)$$

$$\text{Área ideal de corte} = \text{Altura ideal de corte} * \text{largura ideal de corte} \quad (10)$$

O *software* Surpac® trabalha com blocos representativos de volume. O avanço entre as detonações é o mesmo tanto para a Área Real de Corte quanto para a Área Ideal de Corte. Desta forma, a mesma equação em função das áreas ou das alturas foi aplicada em função dos volumes. Portanto, para o modelo, o volume e a massa de diluição e de diluição não planejada foram obtidos diretamente nos resultados do programa ao inserir informações das alturas medidas pela equipe de topografia.

4.2 Modelo teórico do painel 1345

O corte 34-1345 era uma área para a qual não havia informações geológicas disponíveis. Portanto, as informações iniciais do painel foram baseadas em hipóteses e conhecimentos dos geólogos que, de acordo com os dados dos cortes próximos ao novo painel, forneceram os parâmetros que são mostrados na Tabela 19.

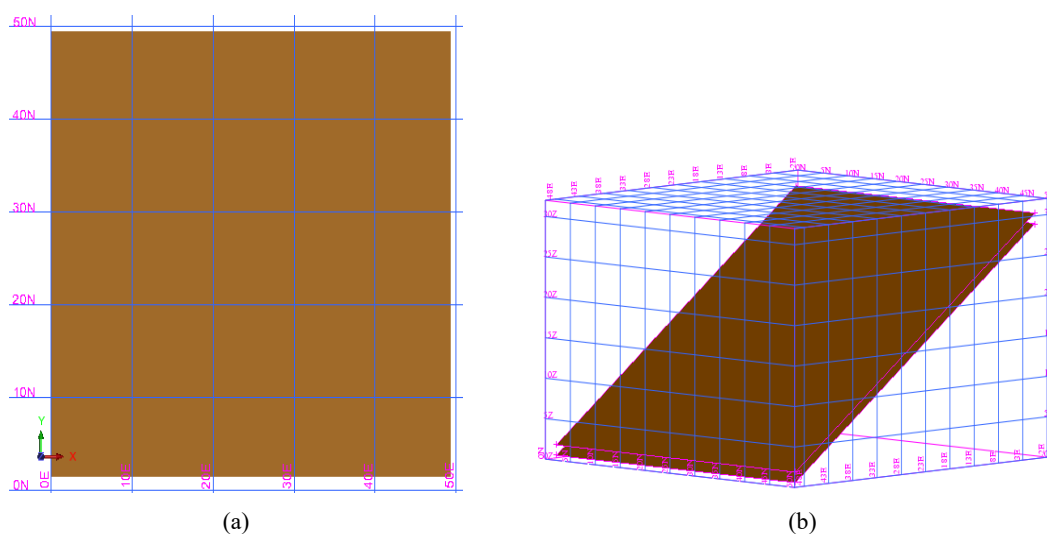
Tabela 19 - Parâmetros teóricos iniciais para os cálculos do painel 1345

Parâmetros teóricos iniciais	
Largura	50,0 m
Comprimento	50,0 m
Altura média	1,3 m
Mergulho	30°

Fonte: Elaboração própria.

Utilizando o software de mineração Surpac®, foram obtidos os Modelos Digitais de Terreno (DTM, *Digital Terrain Model*), que são superfícies originadas a partir de pontos x, y e z que são triangulados com os dois pontos mais próximos, gerando assim uma área para representar uma superfície, como mostra a Figura 53a e a Figura 53b.

Figura 53 - Construção teórica da superfície do painel de exploração, de acordo com dados coletados e informações históricas



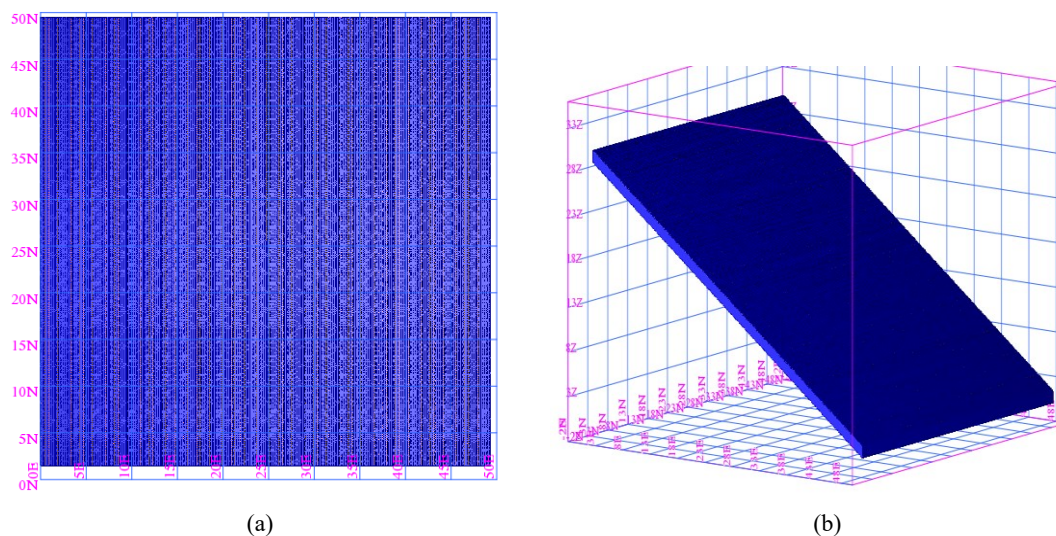
Fonte: Elaboração própria.

Neste desenho foram incluídas informações como mergulho, espessura dos veios na área, dimensionamento e teor. Esses Modelos Digitais de Terreno, ilustrados na Figura 53a e na Figura 53b, proporcionaram uma base visual para entender a forma e a topografia do lugar.

O modelo de blocos, gerado a partir dos DTM, serviu como guia para obter valores iniciais que foram usados como base para as projeções necessárias na determinação do tempo produtivo do painel e do teor que se esperava entregar na planta. A análise detalhada desses modelos tridimensionais facilitou a tomada de decisões estratégicas, contribuindo para o planejamento eficiente da exploração e a otimização dos resultados esperados.

A Figura 54 apresenta o avanço no modelo de blocos para o cálculo volumétrico das informações do painel dentro do *software*. Esta é uma representação teórica do volume que se esperava obter de acordo com as informações iniciais (geométricas e espaciais) do painel.

Figura 54 - O cálculo teórico do volume esperado do painel 1345 é realizado de acordo com a simulação no Surpac® (modelo de blocos teórico) em planta (a) e 3D (b)



Fonte: Elaboração própria.

Segundo os dados e os projetos no Surpac®, o volume esperado coincidiu com o volume esperado pela equipe de geologia, o que inicialmente serviu para verificar que os cálculos no *software* foram corretos e consistentes, de acordo com as observações da equipe de trabalho. Na Figura 55, é apresentado o formato do relatório do Surpac®.

Figura 55 - Relatório do *software* Surpac® para os modelos de bloco

Block model report

Constraints used
a. INSIDE CONSTRAINT GENERICO_PANEL_TOTAL

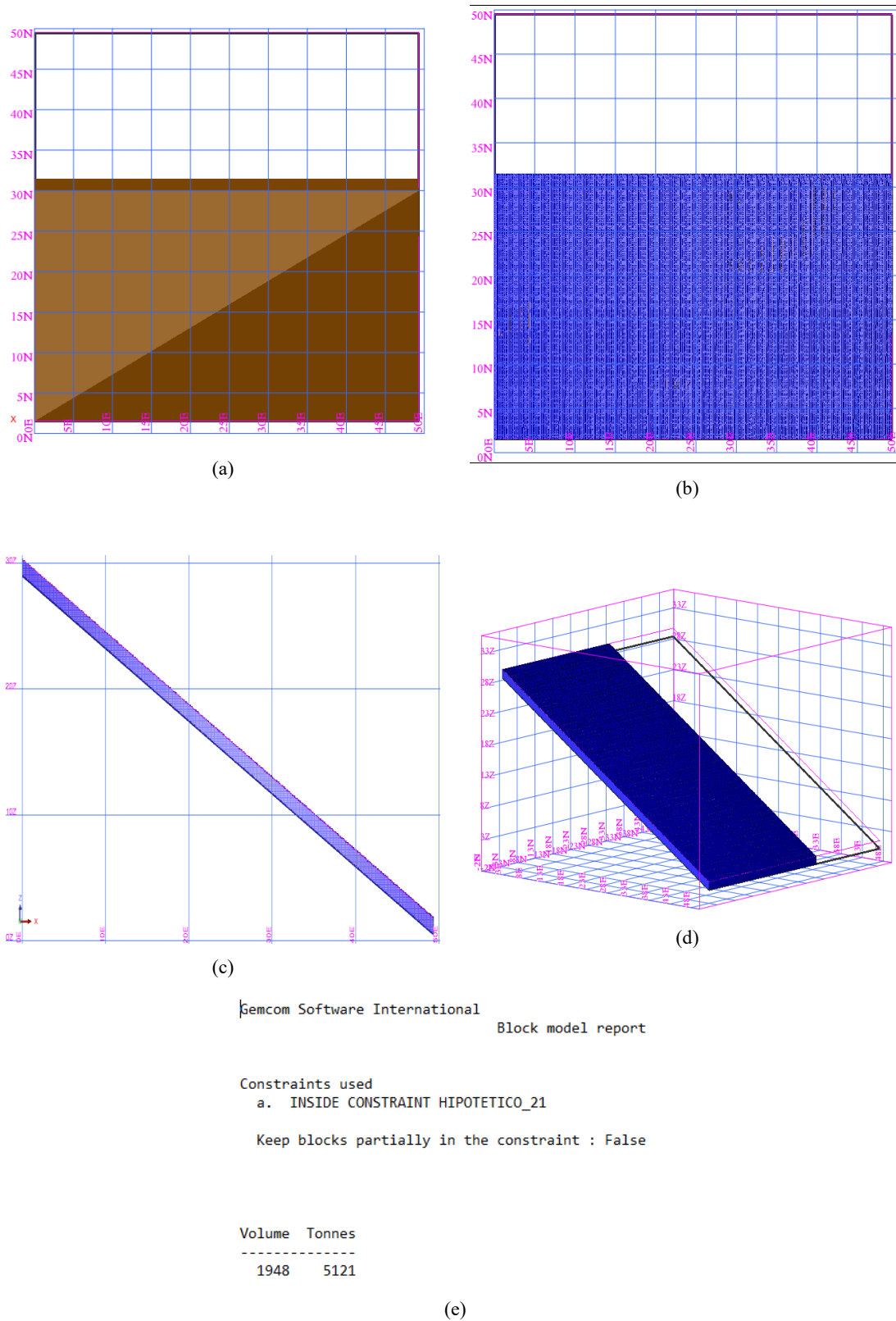
Keep blocks partially in the constraint : False

Volume	Tonnes
3077	8169

Fonte: Elaboração própria.

Seguindo a mesma sequência lógica, foram feitos os cálculos para determinar o volume teórico aproximado após a realização das 20 perfurações de teste utilizando o MLW. A Figura 56a, a Figura 56b, a Figura 56c, a Figura 56d, e a Figura 56e apresentam a seção do painel que estava prevista para ser explotada durante a primeira etapa, juntamente com o resultado do volume conforme os cálculos do *software*.

Figura 56 - Primeira fase de exploração do MLW no software



Fonte: Elaboração própria.

Para estas perfurações, obtiveram-se informações específicas para o painel, que são mostradas na Tabela 20.

Tabela 20 - Valores iniciais obtidos para o desenvolvimento do modelo de blocos com 20 perfurações

	Painel teórico total	Painel teórico até a perfuração 21
Largura	50,0 m	30,0 m
Comprimento	50,0 m	50,0 m
Altura média do veio	1,1 m	1,1 m
Mergulho	30°	30°
Volume esperado	3 250 m ³	1 950 m ³
Teor esperado	7 g/t	7 g/t
Densidade da rocha	2,6 t/m ³	2,6 t/m ³
Altura operacional	1,3 m	1,3 m

Fonte: Elaboração própria.

4.2.1 Previsão de custos e KPIs no modelo teórico

Como parte do desenvolvimento teórico e tomando em consideração as informações históricas dos consumos e os rendimentos das atividades unitárias envolvidas, foi realizada uma análise preliminar para determinar a faixa de valores aproximados esperados para o total do painel 1345 de maneira descritiva.

Embora essa aproximação não tivesse uma previsão nem considerava situações particulares ao longo do desenvolvimento experimental, serviu como uma base para entender a oscilação dos resultados. Portanto, teoricamente, o valor final deveria se aproximar dos resultados mostrados na Tabela 21.

Tabela 21 - Valores preliminares dos custos por tonelada para cada método analisado neste projeto

Método <i>Longwall</i>			Método Câmaras e Pilares		
	Insumos [USD/t]	Mão de obra [USD/t]		Insumos [USD/t]	Mão de obra [USD/t]
Perfuração	1,00	3,50	Perfuração	3,00	3,50
Detonação	8,00	1,50	Detonação	15,00	1,50
Limpeza	1,00	6,00	Limpeza	2,00	6,00
Sustentação	6,00	2,00	Sustentação	0,50	0,00
Total	16,00	13,00	Total	20,50	11,00
USD/t	29,00		USD/t	31,50	

Fonte: Informações internas.

Cada um dos KPIs avaliados foi calculado com base em dados específicos, considerando tanto os insumos quanto a mão de obra associados a cada atividade. Esta abordagem permitiu uma visão dos custos envolvidos em cada etapa do processo. A lista correspondente a cada KPI é apresentada no tópico 4.3.1 Insumos.

A avaliação desses KPIs não só proporcionou uma estimativa dos custos envolvidos em cada atividade, mas também ajudou a identificar áreas de potencial melhoria e eficiência. Essa análise detalhada foi crucial para planejar e otimizar o desenvolvimento do painel 1345, garantindo que os recursos fossem utilizados de maneira eficaz e que os objetivos de produção fossem alcançados com um custo mínimo.

4.3 Levantamento das variáveis de custo

Para se realizar a comparação entre os custos por tonelada de minério extraído para cada método, foi necessário a determinação das principais variáveis envolvidas neste processo. A seguir, apresenta-se uma relação sobre as informações que foram coletadas dos cortes 33-1225 e 33-1103 que, como mencionado anteriormente, compartilham semelhanças com o painel 34-1345. Essas semelhanças abrangem a altura dos veios, a dimensão espacial e as características geológicas.

Com o propósito de estabelecer uma comparação futura entre MCP e MLW e realizar uma revisão econômica, determinou-se o custo por tonelada de minério em cada método. As atividades avaliadas para estabelecer este KPI principal foram perfuração, detonação, limpeza e sustentação. As demais atividades após a limpeza são similares para ambos os métodos e, portanto, são consideradas como pouco relevantes para a análise econômica.

Além das informações de insumos, também foi quantificado informações de mão de obra gasta nas operações referentes, levando em consideração os turnos de trabalho e os ciclos de mineração no contexto da empresa.

Todas as informações foram utilizadas para compor uma base de dados que, posteriormente, poderá auxiliar as equipes de planejamento na tomada de decisões envolvendo não só a mudança do método de lavra, mas também outras melhorias dentro dos próprios métodos.

4.3.1 Insumos

A Tabela 22 apresenta uma relação dos insumos levantados nos cortes para preenchimento da base de dados, divididos por operação unitária. Nela, pode-se observar

que há somente as principais informações que influenciaram nos custos da operação. Isso acontece para que o cálculo pudesse ser realizado de forma simples e rápida, mas ainda assim retornando informações consistentes e que representem a realidade da aplicação do método de lavra na frente de trabalho.

Tabela 22 - Relação dos insumos levantados nos cortes por operação unitária

Operação	Perfuração	Detonação	Limpeza	Sustentação
Insumos	Brocas (unit)	Indugel (kg)	Cabo de guincho 1/2" (m)	Madeira 8" x 8" x 1 m (unit)
	Barra de aço de 4 pés (unit)	ANFO (kg)	Cabo de guincho 3/8" (m)	Madeira 8"x 8" x 2,5 m (unit)
	Barra de aço 6 pés (unit)	Nonel (unit)	Polia (unit)	<i>Jackpack</i> 1 m (unit)
	Óleo (l)	Detonador Elétrico (unit)	Pregos industriais (unit)	<i>Jackpot</i> 183 mm (unit)
	Mangueira de borracha 1" (unit)	Cordão de detonação (m)	Aços (unit)	
	Mangueira de borracha 3/4" (unit)	Cabo duplex (m)	Parafuso industrial (unit)	

Fonte: Elaboração própria.

4.3.2 Mão de obra

Para a precificação da mão de obra utilizada em cada operação, foi necessário o levantamento dos tempos de trabalho gastos nos turnos para as atividades analisadas. Desta forma, foi possível identificar o rendimento de cada uma das atividades realizadas em relação a quantidade de trabalhadores empregados nas ações.

Também ocorreu o fato de que a sustentação para o método *longwall* foi realizada por uma empresa terceirizada. Porém, o cálculo para a determinação da razão gasta com mão de obra e tonelada de minério extraída pôde ser feita da mesma forma.

Por fim, tendo o rendimento das atividades, o custo de pessoal para a realização das mesmas e a quantidade de toneladas de minério extraídas por avanço e por painel, foi possível determinar o custo de mão de obra por tonelada de minério extraído para os dois métodos em questão.

5 RESULTADOS E DISCUSSÕES

Cabe ressaltar que, devido à impossibilidade de utilizar o modelo de blocos e qualquer informação detalhada da empresa, foi desenvolvido um modelo próprio usando dados gerais, como dimensões (comprimento, largura, altura) e características topográficas e geológicas (espessura do veio, altura de corte real, altura de corte ideal, densidade e teor) coletadas em cada uma das faixas de operação ao longo do painel 34-1345. Este enfoque assegura a integridade e originalidade dos resultados apresentados, evitando qualquer risco de prejuízo ou violação de direitos de propriedade intelectual, mas, ainda assim, representando a realidade e veracidade do trabalho.

Em posse do modelo de blocos do painel, foi realizado o cálculo da quantidade de minério (veio) e estéril (diluição e diluição não planejada) extraídos com o método *longwall*. Desta maneira, também se analisou o comportamento da diluição não planejada em cada uma das 20 detonações realizadas.

Uma vez finalizada a base de dados para compreender os custos de produção do MCP e do MLW, determinou-se o custo unitário por tonelada desde o processo de perfuração até a limpeza da frente de trabalho. Com os custos unitários para ambos os métodos, é possível realizar uma comparação econômica entre eles.

5.1 Aplicação das informações topográficas

A seguir, apresentam-se as datas das detonações realizadas no painel 34-1345. As características topográficas e geológicas eram medidas no dia anterior à detonação para a medição inicial. Um dia após da limpeza do minério na frente de trabalho, eram realizadas as medições dos resultados da detonação. Na Tabela 23 tem-se a programação das detonações do método *longwall* no painel 34-1345.

Tabela 23 - Programação das detonações no painel 34-1345

Código	Data	Código	Data
F1P1	21/05/2022	F1P11	20/08/2022
F1P2	04/06/2022	F1P12	27/08/2022
F1P3	11/06/2022	F1P13	03/09/2022
F1P4	19/06/2022	F1P14	10/09/2022
F1P5	02/07/2022	F1P15	12/11/2022
F1P6	09/07/2022	F1P16	19/11/2022
F1P7	16/07/2022	F1P17	26/11/2022

F1P8	22/07/2022	F1P18	03/12/2022
F1P9	06/08/2022	F1P19	10/12/2022
F1P10	13/08/2022	F1P20	17/12/2022

Fonte: Elaboração própria.

Em geral, não houve nenhum tipo de inconveniente, exceto por alguns esteios de madeira para sustentação que foram danificados e tiveram que ser substituídos e a presença anômala de água em algumas detonações. A quantidade de água subterrânea afeta a execução das detonações uma vez que um dos explosivos utilizados é sensível a água.

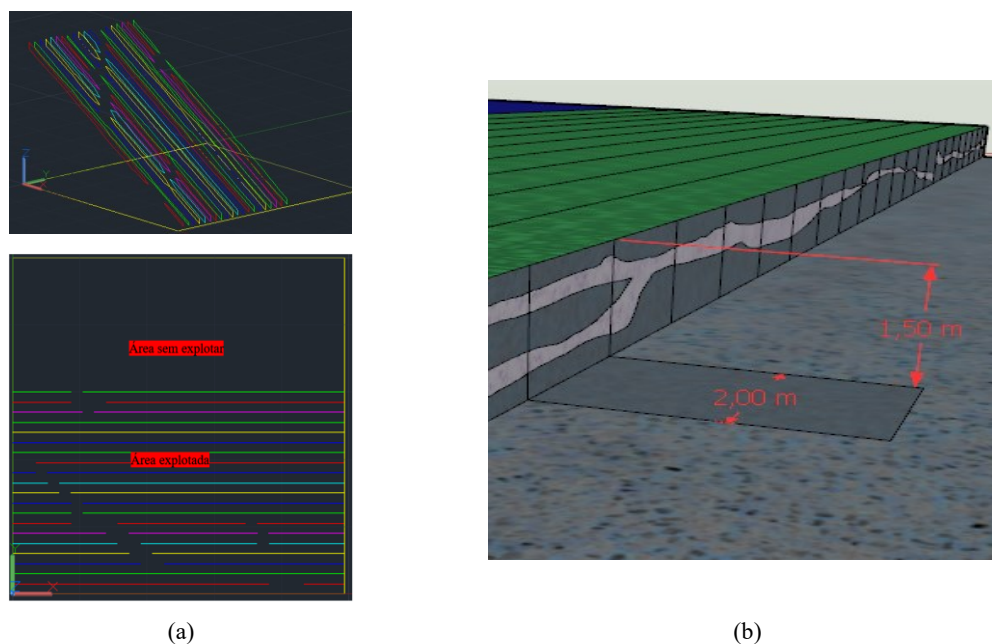
Uma vez concluída a fase de levantamento topográfico no painel, os dados coletados foram inseridos no AutoCAD com o objetivo de gerar um arquivo que represente com precisão o modelo dos veios presentes no painel, a altura real do corte após a detonação e a altura ótima do corte, dada pela Equação 11, utilizada para veios com altura superior a 1,00 m.

$$\text{Altura ótima de corte} = \text{Largura do veio} + 0,20 \text{ m} \quad (11)$$

Este modelo é utilizado para identificar as características específicas (disposição e forma dos veios) presentes no painel e permite criar um modelo mais compreensível que servirá posteriormente para a construção do modelo de blocos real do painel. Além disso, este arquivo contém as informações suficientes (altura de corte real, altura de corte ideal, densidade, espessura e teor do veio) para estabelecer o volume de diluição e de diluição não planejada.

A Figura 57a apresenta o modelo detalhado dos veios, que, conforme descrito na metodologia, é o produto de um levantamento individual realizado após cada detonação. Esse processo inclui tanto a identificação de veios presentes quanto a medição da altura de corte real após a detonação. Cada medida foi levantada a cada 2,0 m, como mostra a Figura 57b, na direção do mergulho do veio.

Figura 57 - Modelo detalhado dos veios ao longo dos 20 painéis



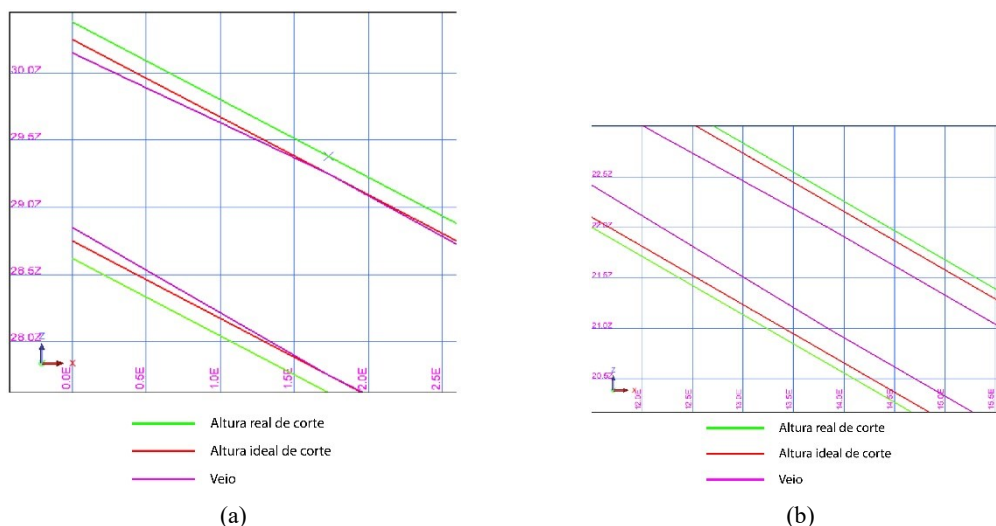
Fonte: Elaboração própria.

É importante mencionar que os procedimentos avaliados durante a análise de *longwall* eram posteriormente revisados para evitar a diluição não planejada, uma vez que esse material era contabilizado na entrega do minério. Portanto, não se poderia aceitar uma diluição excessivamente alta ao longo de todo o experimento.

Consequentemente, a gestão cuidadosa da diluição no dia a dia era um aspecto crítico do planejamento e na execução da análise no painel. Qualquer variação na qualidade do minério precisava ser identificada e abordada rapidamente para garantir o teor diário requerido.

Uma vez que os dados estão no formato .dwg (padrão do AutoCAD), procede-se à importação no Surpac®, conforme pode ser observado na Figura 58a e na Figura 58b. Em verde, representa-se a altura real do corte após a detonação, em vermelho a altura ideal do corte, e em magenta o limite da largura dos veios.

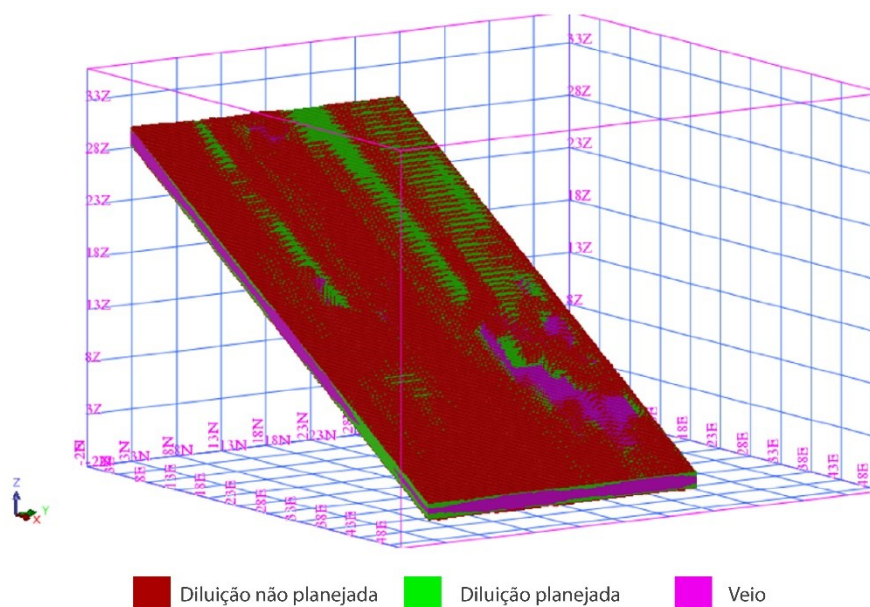
Figura 58 - Representação das alturas de uma seção do corte 1345 (*longwall*) no Surpac®



Fonte: Elaboração própria.

Após obter os perfis do veio, altura de corte ideal e altura de corte real, procede-se à elaboração de superfícies (DMT) para cada um desses elementos, com o objetivo de criar restrições sobre o modelo geral. Após esse processo, obtém-se um modelo de blocos, conforme ilustrado na Figura 59. Nele, a estrutura dos veios está em magenta, a altura de corte ideal em verde e a diluição não planejada em vermelho.

Figura 59 - Modelo de blocos para as faixas que foram explotadas pelo MLW painel 1345



Fonte: Elaboração própria.

A Tabela 24 apresenta um resumo geral obtido no modelo de blocos, restrito pelas informações inseridas de acordo com os dados coletados durante todo o processo de exploração no *longwall*. Durante o processo, obteve-se uma diluição não planejada média de 9,54 %.

Tabela 24 - Resumo geral do modelo de blocos restrito pelos DTM de veio, altura de corte real e altura de corte ideal

	Painel real até detonação 20
Largura do painel explotado	30,0 m
Comprimento do painel explotado	50,0 m
Altura média dos veios	1,0 m
Mergulho médio	30°
Volume do bloco explotado	2 250 m ³
Teor médio dos veios	14,0 g/t
Teor médio de corte	8,5 g/t
Densidade da rocha encaixante	2,7 t/m ³
Densidade dos veios	2,6 t/m ³
Altura de corte média	1,6 m

Fonte: Elaboração própria.

Nota-se que a altura média dos veios foi de 1,0 m. Isso implicaria, teoricamente, ter uma altura de corte de 1,2 m para atender ao requisito de executar uma diluição aceitável. Contudo, é importante levar em consideração a atividade de perfuração para os operadores pois, como explicado no tópico 3.10.1 Método Câmaras e Pilares (MCP), eles precisam posicionar-se e posicionar a máquina para trabalhar corretamente. Uma altura de 1,2 m, além de ineficiente, é inoperante em termos de transporte e avanço no corpo mineral.

Portanto, é crucial estabelecer uma discussão em torno dessa variável. Além disso, de acordo com os resultados de teor, com uma diluição não planejada entre 4 % e 14 %, o teor médio do minério obtido é de 8,5 g/t, que é 4,5 unidades acima do *cut-off*. No veio, o teor *in situ* é de 14 g/t.

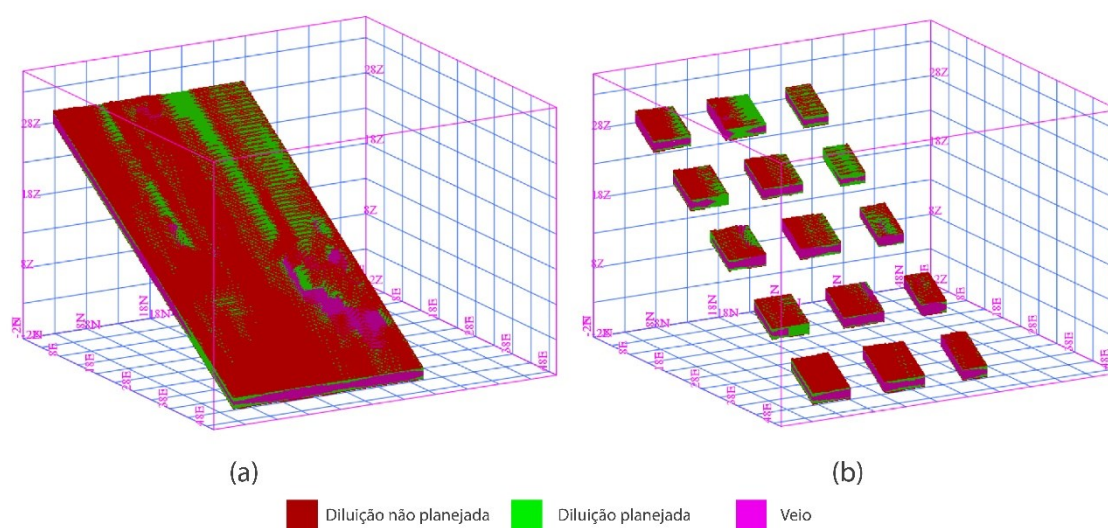
A área de geologia teve considerações adicionais sobre a perda de teor, desde a comporta (*ore chute*) até as pilhas na planta, principalmente devido à presença constante de água ao longo do trajeto. Desta forma, pode ser necessário uma análise em toda a cadeia de transporte para identificar pontos críticos e eliminar as perdas de teor durante o transporte por ação da água (lavagem dos polimetálicos). Além de aumentar a altura operacional sugerida pela área de geologia, de acordo com a metodologia.

A configuração da malha de perfuração e a escolha dos explosivos nos furos foram variáveis importantes na execução experimental do MLW no painel piloto. Dessa forma, concluiu-se que análises futuras para estas operações deverão ser realizadas para a implementação do método *longwall* em novas frentes de trabalho.

5.2 Comparação de volume de extração entre MCP e MLW

Na Figura 60a é possível visualizar o modelo de blocos que representa o volume obtido por meio do MLW no painel 34-1345 e, na Figura 60b há uma configuração final dos pilares conforme os projetos do MCP.

Figura 60 - Comparação entre o volume extraído e deixado pelo MLW (a) e MCP (b) painel 1345



Fonte: Elaboração própria.

Na Tabela 25 pode-se avaliar os resultados finais da simulação realizada no Surpac® para os dois métodos analisados.

Tabela 25 - Comparação entre o volume extraído e deixado pelo MLW e MCP

Volume extraído	Método Câmaras e Pilares	Método <i>Longwall</i>
Veio	1062 m ³	1514 m ³
Diluição planejada	515 m ³	728 m ³
Diluição não planejada	165 m ³	234 m ³
Total	1742 m ³	2475 m ³

Fonte: Elaboração própria.

Como obtido nos relatórios do Surpac®, o volume total extraído pelo MLW é de 2475 m³, equivalente a 6532 t de minério. Por outro lado, utilizando o MCP, seriam extraídos 1742 m³ de minério, ou seja, 4598 t, o que resultaria em aproximadamente 70 % de extração (recuperação) de minério no painel completo.

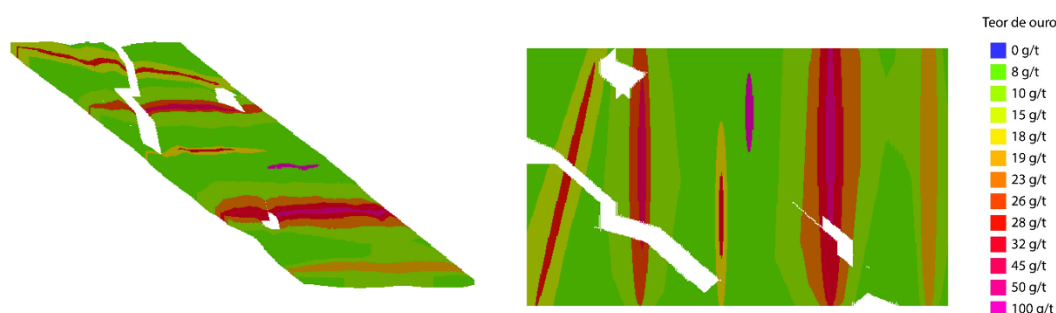
O resultado real possui variações em relação aos resultados teóricos, apresentados na Tabela 20. O valor teórico para densidade é de 2,6 t/m³ para todo o painel. Entretanto, o modelo de blocos real possui densidade diferentes para o veio e para a rocha encaixante. Isso faz com que a quantidade de material extraído real seja maior que a quantidade esperada, além da presença da diluição não planejada, que não é incluída nas informações de projeto.

Ao se utilizar o MLW para explotar este bloco, tem-se uma extração de minério 42,1 % maior que se o MCP fosse utilizado no mesmo painel. No entanto, esta análise hipotética da utilização do MCP para explotar este painel corresponde apenas a primeira fase do método que é implementada na empresa. Ou seja, não foram analisadas situações hipotéticas onde os pilares seriam recuperados para que o volume de minério fosse maior ao final da exploração.

5.3 Modelo geológico

Implementando a mesma metodologia para inserir informações relacionadas às características espaciais do modelo, também são introduzidos, por meio de amostragens, os teores reais obtidos durante toda a etapa experimental. Pode-se observar uma representação ilustrativa do veio na Figura 61.

Figura 61 - Representação ilustrativa do veio no painel 1345



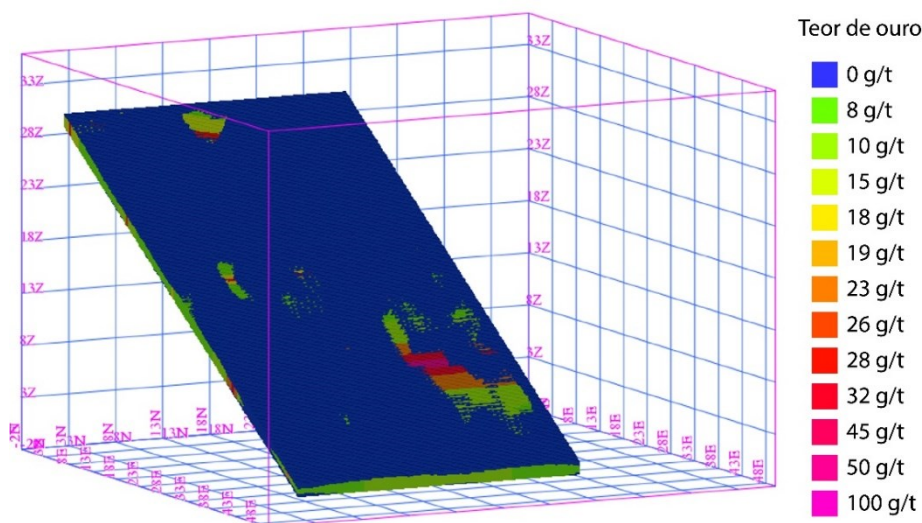
Fonte: Elaboração própria.

No modelo, é possível observar, conforme mencionado pelos geólogos de minas, zonas denominadas de *ore sure*, que são formações concêntricas onde a concentração de ouro é maior do que a distribuição normal no veio. Pode-se notar que, embora existam áreas com teores acima do valor médio da mina, são áreas pontuais e não muito extensas.

É importante realizar uma revisão mais precisa em termos geológicos, uma vez que existem muitas áreas *in situ* das quais não se tem muita informação. No caso do painel 1345, havia apenas uma perfuração e informações sobre zonas próximas já exploradas. Na Figura 62 é possível notar informações dos teores em todo o painel. Embora exista a

presença de teores muito acima do esperado, a média do bloco completo ficou dentro do elaborado pela área responsável.

Figura 62 - Modelo de blocos do painel 1345 e resultados das informações de teor, volume e toneladas



Fonte: Elaboração própria.

Na Tabela 26 pode-se verificar os valores de volume (em m³) e de massa (em toneladas) obtidos na simulação realizada no Surpac® para o painel 1345.

Tabela 26 - Volume e massa de minério e estéril com a informação do teor para o painel 1345

Teor [g/t]	Volume [m ³]	Massa [t]
0	961	2596
8	613	1593
10	438	1139
15	90	234
18	26	67
19	59	153
23	117	304
26	35	90
28	22	56
32	70	182
45	13	35
50	24	62
100	8	21
TOTAL	2475	6532

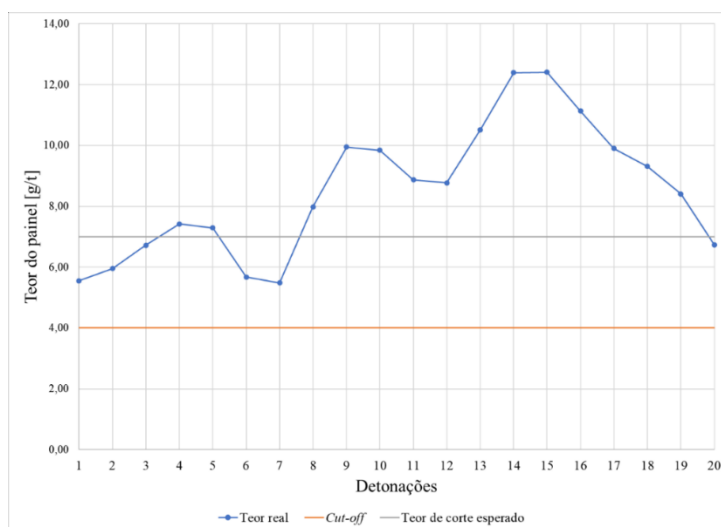
Fonte: Elaboração própria.

Este método proporciona uma recuperação superior a 80 %, assim é crucial ter o painel de exploração bem mapeado pois os avanços são em blocos contínuos, não

existindo a possibilidade de escolher regiões com melhores teores para avançar, como acontece no MCP. Se, durante o avanço, uma zona com teor inferior for encontrada em várias detonações consecutivas, isso pode afetar os indicadores de produção. Na mina em questão, por exemplo, não há espaço para estocar mais de uma detonação.

A Figura 63 mostra o comportamento do teor obtido para cada detonação ao longo dos painéis. Pode-se observar que há algumas faixas onde o teor real fica abaixo do teor de corte esperado para a produção, porém, esteve sempre acima do *cut-off*.

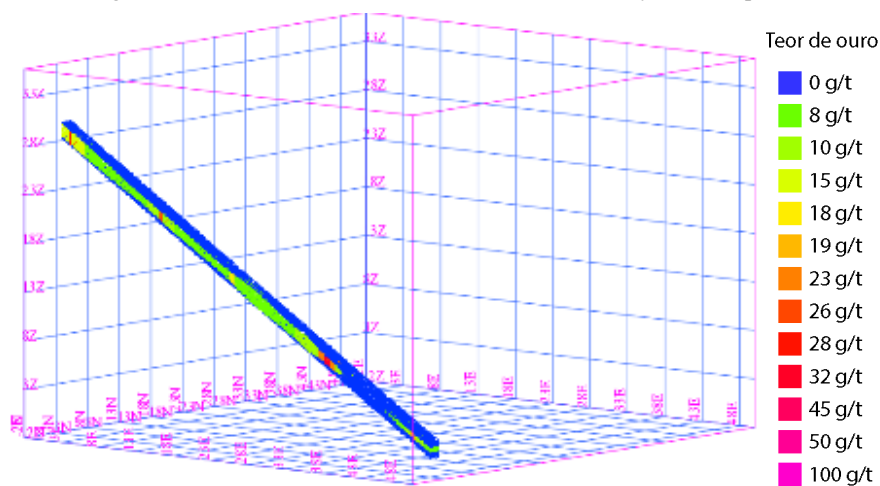
Figura 63 - Gráfico do comportamento dos teores obtidos nos painéis



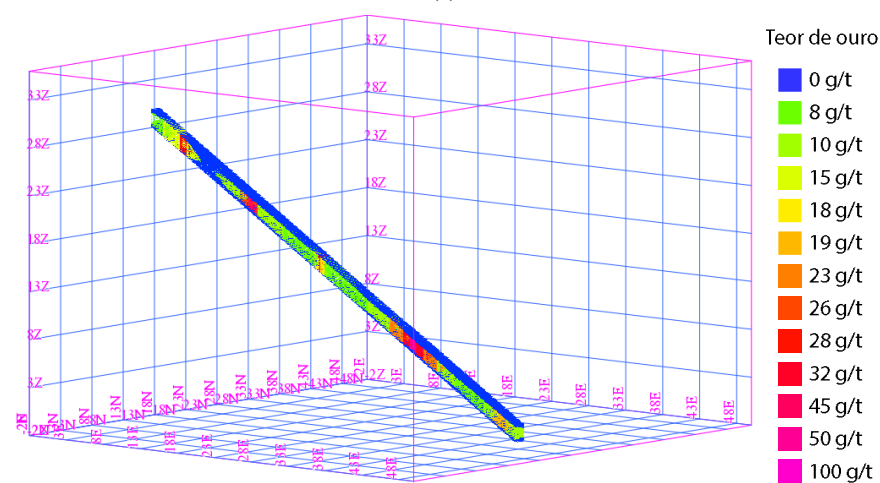
Fonte: Elaboração própria.

Para ampliar a consideração anterior, são apresentadas três faixas de exploração com seus respectivos relatórios em termos de massa e volume: 1ª detonação (P1, Figura 64a), 10ª detonação (P10, Figura 64b) e 20ª detonação (P20, Figura 64c). Como pode ser observado na Tabela 27, os volumes permanecem estáveis.

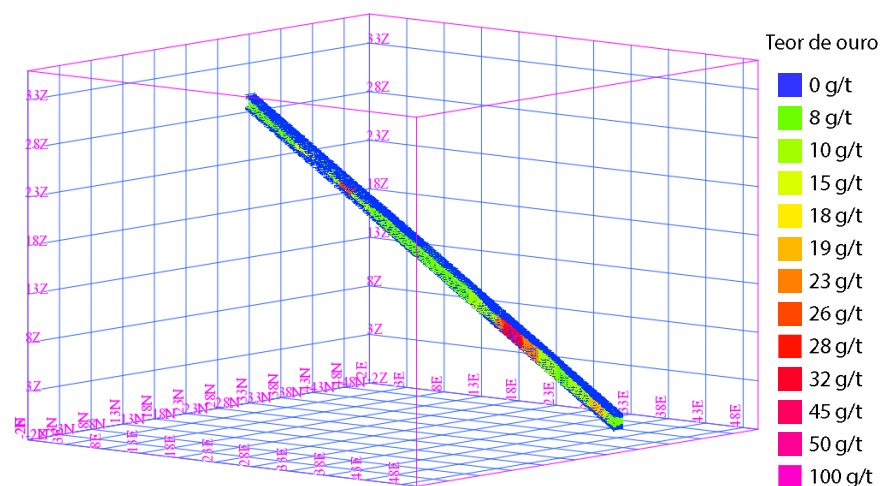
Figura 64 - Perfis das detonações 1, 10 e 20 obtidos no software Surpac®



(a)



(b)



(c)

Fonte: Elaboração própria.

Tabela 27 - Comparação entre três detonações no bloco 1345

Detonação	P1		P10		P20	
Teor [g/t]	Volume [m³]	Massa [t]	Volume [m³]	Massa [t]	Volume [m³]	Massa [t]
0	61	165	42	112	52	141
8	42	108	32	84	37	96
10	13	33	25	64	18	48
15	6	16	6	16	1	4
18	1	3	3	7	0	0
19	1	2	4	9	2	6
23	2	6	7	18	5	13
26	1	3	3	7	1	3
28	1	2	2	4	0	0
32	1	3	5	12	3	8
45	0	0	2	5	0	0
50	0	0	2	4	1	2
TOTAL	129	341	133	342	120	321

Fonte: Elaboração própria.

Todos os perfis para as 20 detonações estão sendo mostrados no Apêndice F deste trabalho.

5.4 Análise de custos

Nos próximos tópicos serão apresentados os custos relacionados às quatro áreas analisadas neste trabalho (perfuração, detonação, limpeza e sustentação) para cada um dos métodos em análise. Serão apresentados os custos unitários, por avanço e por painel completo. Desta maneira, pode-se realizar uma melhor comparação da exploração completa do painel utilizando os dois métodos. Os valores finais para estes KPIs estão resumidos na Tabela 28.

Tabela 28 – Valores finais dos custos por tonelada para cada método analisado neste projeto

Método <i>Longwall</i>			Método Câmaras e Pilares		
	Insumos [USD/t]	Mão de obra [USD/t]		Insumos [USD/t]	Mão de obra [USD/t]
Perfuração	0,90	1,54	Perfuração	2,78	3,14
Detonação	5,66	0,17	Detonação	15,18	1,05
Limpeza	1,09	1,54	Limpeza	1,48	6,29
Sustentação	5,67	2,05	Sustentação	0,00	0,00
Total	13,32	5,30	Total	19,44	10,48
USD/t	18,62		USD/t	29,92	

Fonte: Elaboração própria.

Os valores apresentados para o MCP se aproximaram bastante dos estimados (mostrados na Tabela 21) pela equipe, uma vez que é o método utilizado pela empresa, portanto se possui mais informações para realizar estas estimativas. Por sua vez, o MLW apresentou valores abaixo dos estimados, tanto para insumos quanto para mão de obra.

A partir da Tabela 28, pode-se observar que o custo por tonelada para o método *longwall* é 11,30 USD/t mais barato em comparação com o método câmaras e pilares. Analisando os quatro KPIs de forma individual, os custos de perfuração e detonação são os que apresentaram a maior diferença entre os dois métodos. Isso se deve ao fato de que o número de detonações no MCP é maior para obter o mesmo volume.

Por exemplo, para alcançar o avanço resultante de 20 detonações com o MLW no painel 1345, utilizando o método de câmaras e pilares, seria necessário realizar, aproximadamente, 330 detonações. Isso implica que os custos com insumos e acessórios de perfuração e detonação seriam mais elevados, como apresentado na Tabela 28.

O custo por tonelada no KPI de sustentação no MLW é maior em comparação com o MCP. No entanto, ao analisar os custos de maneira global, observa-se que o aumento do custo por tonelada é compensado pela redução nos custos de detonação. Assim, embora o custo por tonelada para sustentação seja mais alto no MLW, os custos totais se equilibram quando se considera a eficiência e a economia proporcionadas pelas menores despesas com detonação.

5.4.1 Perfuração

Os valores unitários para as perfurações dos dois métodos de lavra são apresentados na Tabela 29. Os valores são idênticos, uma vez que, para os dois métodos, os mesmos insumos são utilizados e, como são apresentados de forma unitária (a quantidade de metros perfurados por unidade de insumo), as mesmas quantidades são necessárias.

Tabela 29 - Valores unitários para os insumos de perfuração para os dois métodos de lavra estudados

	<i>Longwall</i>	Câmaras e Pilares
Brocas (metros perfurados/unit)	70	70
Barra de aço de 4 pés (metros perfurados/unit)	300	300
Barra de aço 6 pés (metros perfurados/unit)	300	300
Óleo (metros perfurados/l)	0,015	0,015
Mangueira de borracha 1" (metros perfurados/unit)	25,0	25,0
Mangueira de borracha 3/4" (metros perfurados/unit)	35,0	35,0

Fonte: Elaboração própria.

No entanto, quando se analisa a exploração de um painel completo, pode-se observar a diferenciação entre os valores gastos com os insumos de perfuração para estes métodos. A Tabela 30 apresenta os valores totais por avanço para cada um dos métodos e os valores totais para o painel.

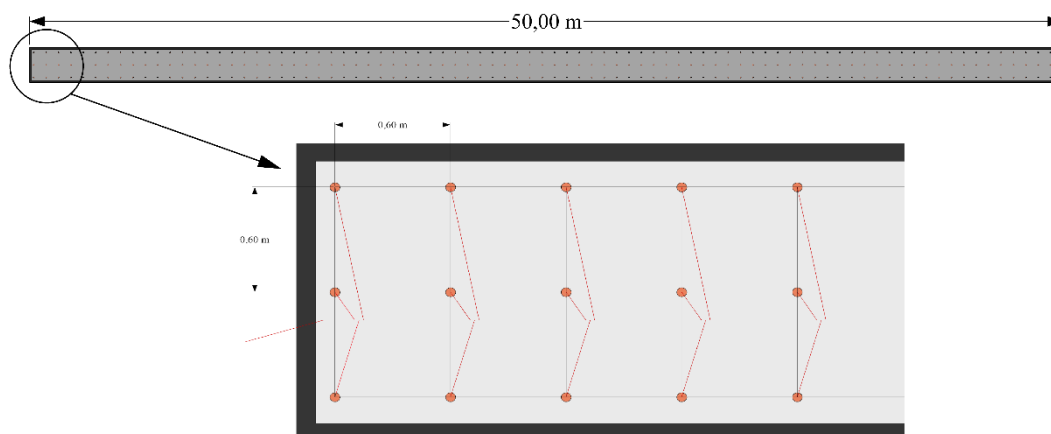
Tabela 30 - Valores totais por avanço para os insumos de perfuração para os dois métodos de lavra estudados

	<i>Longwall</i>		Câmaras e Pilares	
	Avanço	Painel	Avanço	Painel
Brocas (unit)	5,4	179	0,7	385
Barra de aço de 4 pés (unit)	1,3	42	0,2	90
Barra de aço 6 pés (unit)	0,4	14	0,05	30
Óleo (l)	5,6	188	0,7	404
Mangueira de borracha 1" (unit)	15,0	500	1,9	1077
Mangueira de borracha 3/4" (unit)	10,7	357	1,3	769

Fonte: Elaboração própria.

Para a exploração pelo método *longwall*, são necessários 250 furos por avanço, como mostra a Figura 65 (detonação) e, seriam necessários, aproximadamente, 34 avanços (detonações) para uma exploração completa do painel 34-1345.

Figura 65 - Detalhe da malha de perfuração ao longo do painel 1345 para lavra pelo método *longwall*



Fonte: Elaboração própria.

Já para o método câmaras e pilares, são necessários, em média, 30 furos por avanço. No entanto, ao se considerar o painel completo, seriam requeridos mais de 550 detonações para uma exploração completa de um painel com as mesmas características.

Os custos para a aquisição dos insumos foram identificados e, em posse destes valores, foi possível calcular o valor por tonelada, para os insumos de perfuração de 0,90 dólares por tonelada de minério para o método *longwall* e 2,78 dólares por tonelada de minério para o método câmaras e pilares.

Para o método *longwall*, os trabalhos de perfuração são realizados por dois pares de trabalhadores (*machinero* e auxiliar). O rendimento médio de furos realizados por par de trabalhadores é de 14 furos/hora. Já para o método câmaras e pilares, apenas um par de trabalhadores realiza a operação de perfuração, mas o rendimento é de 15 furos/hora. Há esse aumento no rendimento uma vez que o posicionamento do *jackleg* é mais rápido no MCP.

Para determinar o valor da mão de obra desta etapa, foi calculado o valor proporcional do pagamento da quantidade de trabalhadores, resultando em 1,54 dólares por tonelada de minério.

Por fim, o valor total para o KPI de perfuração para o MLW é de:

$$\text{KPI}_{\text{PerfuraçãoMLW}} = 0,90 \text{ USD/t} + 1,54 \text{ USD/t} = 2,44 \text{ USD/t}$$

Já para o método de câmaras e pilares, a equipe de perfuração e detonação é a mesma, já que os trabalhos são mais pontuais. Assim, o valor da mão de obra para estas duas etapas são calculadas juntos, sendo o valor de 4,19 dólares por tonelada de minério. Como a perfuração leva, em média, 75 % do tempo de atividade da equipe, para efeitos de apresentação, será considerado o valor de 3,14 dólares por tonelada de minério para a perfuração (75 % do valor calculado).

Este aumento no valor gasto em mão de obra no método câmaras e pilares se justifica pelo fato de que para extrair o minério leva-se mais tempo. Portanto, embora o rendimento por par de trabalhadores seja maior e a quantidade de operadores nas frentes de trabalho menor, é necessário mais tempo para realizar a exploração.

Por fim, o valor total para o KPI de perfuração para o MCP é de:

$$KPI_{\text{PerfuraçãoMCP}} = 2,78 \text{ USD/t} + 3,14 \text{ USD/t} = 5,92 \text{ USD/t}$$

5.4.2 Detonação

Os valores unitários para as detonações dos dois métodos de lavra são apresentados na Tabela 31. É possível notar que os valores são, em sua maioria, idênticos. Isso acontece uma vez que, para os dois métodos, os mesmos insumos são utilizados e, como são apresentados de forma unitária (por furo realizado), as mesmas quantidades são necessárias.

Tabela 31 - Valores unitários para os insumos de detonação para os dois métodos de lavra estudados

	<i>Longwall</i>	Câmaras e Pilares
Indugel (kg/furo)	0,32	0,32
ANFO (kg/furo)	0,60	0,60
Nonel (unit/furo)	1,00	1,00
Detonador Elétrico (unit)	1,00	1,00
Cordão de detonação (m/furo)	0,33	0,11
Cabo duplex (m/furo)	0,22	0,22

Fonte: Elaboração própria.

No entanto, quando se analisa a exploração de um painel completo, pode-se observar a diferenciação entre os valores gastos com os insumos de detonação para estes métodos. A Tabela 32 apresenta os valores totais por avanço para cada um dos métodos e os valores totais para o painel.

Tabela 32 - Valores totais por avanço para os insumos de detonação para os dois métodos de lavra estudados

	<i>Longwall</i>		Câmaras e Pilares	
	Avanço	Painel	Avanço	Painel
Indugel (kg)	80,00	2667,00	8,64	5004,00
ANFO (kg)	100,00	3333,00	10,80	6255,00
Nonel (unit)	250,00	8333,00	27,00	15636,00
Detonador Elétrico (unit)	1,00	33,00	1,00	579,00
Cordão de detonação (m)	82,50	2750,00	2,97	1720,00
Cabo duplex (m)	55,00	1833,00	5,94	3440,00

Fonte: Elaboração própria.

Como visto no tópico de perfuração, são realizados mais furos no método *longwall* que no método câmaras e pilares. Consequentemente, gasta-se mais explosivos por detonação no MLW. No entanto, quando se observa o gasto de explosivos na exploração completa do painel, pode-se concluir que o gasto global é menor.

Na Tabela 32 ainda é possível observar que existem gastos que são menores no MCP, como a quantidade de cordão de detonação e de cabos duplex. Isto acontece porque as frentes de trabalho são menores e, assim, as malhas de detonação gastam menos metros de cabos para realizar a detonação de forma segura neste método.

Os custos para a aquisição dos insumos foram identificados pelo setor responsável e, em posse destes valores, foi possível calcular o valor por tonelada, para os insumos de detonação de 5,66 dólares por tonelada de minério para o método *longwall* e 15,18 dólares por tonelada de minério para o método câmaras e pilares.

Para o método *longwall*, os trabalhos de carga e detonação são realizados, em sua totalidade, em apenas um turno, por avanço. Assim, para determinar o valor da mão de obra desta etapa, foi calculado o valor proporcional do pagamento da quantidade de trabalhadores desta etapa, resultando em 0,17 dólares por tonelada de minério.

Por fim, o valor total para o KPI de detonação para o MLW é de:

$$KPI_{\text{DetonaçãoMLW}} = 5,66 + 0,17 = 5,83 \text{ USD/t}$$

Já para o método de câmaras e pilares, a equipe de perfuração e detonação é a mesma, já que os trabalhos são mais pontuais. Assim, o valor da mão de obra para estas duas etapas são calculadas juntos, sendo o valor de 4,19 dólares por tonelada de minério. Como a detonação leva, em média, 25 % do tempo de atividade da equipe, para efeitos de apresentação, será considerado o valor de 1,05 dólares por tonelada de minério para a detonação (25 % do valor calculado).

Por fim, o valor total para o KPI de detonação para o MCP é de:

$$KPI_{\text{DetonaçãoMCP}} = 15,18 + 1,05 = 16,23 \text{ USD/t}$$

5.4.3 Limpeza

Os valores unitários para as limpezas dos dois métodos de lavra são apresentados na Tabela 33. Os valores para o MCP são maiores devido a configuração do método que realiza mais curvas que no MLW (devido a presença dos pilares naturais). São apresentados de forma unitária (por tonelada de minério).

Tabela 33 - Valores unitários para os insumos de limpeza para os dois métodos de lavra estudados

	<i>Longwall</i>	Câmaras e Pilares
Cabo de guincho 1/2" (m/t)	0,420	0,525
Cabo de guincho 3/8" (m/t)	0,150	0,188
Polia (unit/t)	0,001	0,002
Pregos industriais (unit/t)	0,023	0,029
Aços (unit/t)	0,036	0,045
Parafuso industrial (unit/t)	0,034	0,043

Fonte: Elaboração própria.

Quando é analisada a exploração de um painel completo, pode-se observar a diferenciação entre os valores gastos com os insumos de limpeza para estes métodos. A Tabela 34 apresenta os valores totais por avanço para cada um dos métodos e os valores totais para o painel.

Tabela 34 - Valores totais por avanço para os insumos de limpeza para os dois métodos de lavra estudados

	<i>Longwall</i>		Câmaras e Pilares	
	Avanço	Painel	Avanço	Painel
Cabo de guincho 1/2" (m)	128,0	4331,0	7,0	3790,0
Cabo de guincho 3/8" (m)	46,0	1547,0	2,0	1357,0
Polia (unit)	0,35	12,0	0,02	14,0
Pregos industriais (unit)	7,0	237,0	0,36	209,0
Aços (unit)	11,0	371,0	0,56	325,0
Parafuso industrial (unit)	10,0	351,0	0,54	310,0

Fonte: Elaboração própria.

Os custos para a aquisição dos insumos foram identificados pelo setor responsável e, em posse destes valores, foi possível calcular o valor por tonelada, para os insumos de

limpeza de 1,09 dólares por tonelada de minério para o método *longwall* e 1,48 dólares por tonelada de minério para o método câmaras e pilares.

Devido a presença dos pilares no MCP, são necessárias diferentes configurações na movimentação do rastelo para executar a limpeza das frentes de trabalho. Desta forma, o desgaste de cabos aumenta, já que são necessárias mais curvas no caminho. Porém, a quantidade final de gastos com cabos foi menor, como visto na Tabela 34, porque as frentes de trabalho são menores que as faixas no MLW. Mas, como são gastos por toneladas, este valor ainda se apresenta superior no MCP, dado que a extração no método *longwall* recupera mais volume de minério.

Para o método *longwall*, os trabalhos de limpeza são realizados por dois conjuntos de guinchos e rastelos. Por meio das informações obtidas no banco de dados, cada conjunto é capaz de limpar 8 toneladas de minério por hora. Assim, para determinar o valor da mão de obra desta etapa, foi calculado o valor proporcional do pagamento da quantidade de trabalhadores desta etapa com o tempo gasto para a limpeza de cada uma das detonações, resultando em média, 1,54 dólares por tonelada de minério.

Por fim, o valor total para o KPI de limpeza para o MLW é de:

$$KPI_{\text{LimpezaMLW}} = 1,09 + 1,54 = 2,63 \text{ USD/t}$$

Já para o método de câmaras e pilares, utiliza-se da mesma lógica para o cálculo da mão de obra. No entanto, como no MCP é necessária uma quantidade maior de limpezas por painel (já que se realizam mais detonações), o valor da mão de obra também é superior, um total de 6,29 dólares por tonelada de minério. Além da quantidade de limpezas, o trabalho para a instalação das polias e dos cabos para movimentação do rastelo também faz esse valor aumentar.

Por fim, o valor total para o KPI de limpeza para o MCP é de:

$$KPI_{\text{LimpezaMCP}} = 1,48 + 6,29 = 7,77 \text{ USD/t}$$

5.4.4 Sustentação

Os valores unitários, considerando unidade por tonelada de minério extraída, para a sustentação do método de lavra *longwall* são apresentados na Tabela 35. Para o método câmaras e pilares, não foi considerado nenhuma sustentação, já que o método é naturalmente suportado e, para efeito de cálculo, o custo será totalmente nulo. No entanto, como apresentado, algumas sustentações pontuais podem ser necessárias.

Tabela 35 - Valores unitários para os insumos de sustentação para o método de lavra *longwall*

	<i>Longwall</i>
Madeira 8" x 8" x 1 m (unit/t)	0,133
Madeira 8"x 8" x 2,5 m (unit/t)	0,141
<i>Jackpack</i> 1 m (unit/t)	0,004
<i>Jackpot</i> 183 mm (unit/t)	0,090

Fonte: Elaboração própria.

Em relação a análise da exploração de um painel completo, pode-se observar os valores gastos com os insumos de sustentação para este método. A Tabela 36 apresenta os valores totais por avanço e os valores totais para o painel.

Tabela 36 - Valores totais por avanço para os insumos de limpeza para os dois métodos de lavra estudados

	<i>Longwall</i>	
	Avanço	Painel
Madeira 8" x 8" x 1 m (unit)	41	1372
Madeira 8"x 8" x 2,5 m (unit)	43	1454
<i>Jackpack</i> 1 m (unit)	1	43
<i>Jackpot</i> 183 mm (unit)	27	928

Fonte: Elaboração própria.

Os custos para a aquisição dos insumos foram identificados pelo setor responsável e, em posse destes valores, foi possível calcular o valor por tonelada, para os insumos de sustentação, de 5,67 dólares por tonelada de minério para o método *longwall*.

A utilização de *jackpots* para os esteios de madeira além de aumentar a capacidade de sustentação destes elementos também permite uma maior facilidade na instalação destes suportes. Dado as configurações dos *jackpots*, torna-se mais fácil realizar o encaixe dos esteios de madeira na rocha do teto.

Os trabalhos de sustentação são realizados por uma empresa terceirizada e composto por duas atividades: sustentação por esteios de madeira e sustentação por fogueiras. Assim, para determinar o valor da mão de obra desta etapa, foi calculado o valor proporcional do pagamento para a empresa contratada com o tempo gasto para realizar a sustentação, resultando, em média, 2,05 dólares por tonelada de minério.

Por fim, o valor total para o KPI de sustentação para o MLW é de:

$$KPI_{\text{SustentaçãoMLW}} = 5,67 + 2,05 = 7,72 \text{ USD/t}$$

E, como mencionado anteriormente, o valor total para o KPI de sustentação para o MCP é de:

$$KPI_{\text{SustentaçãoMCP}} = 0,00 \text{ USD/t}$$

5.5 Influência da diluição

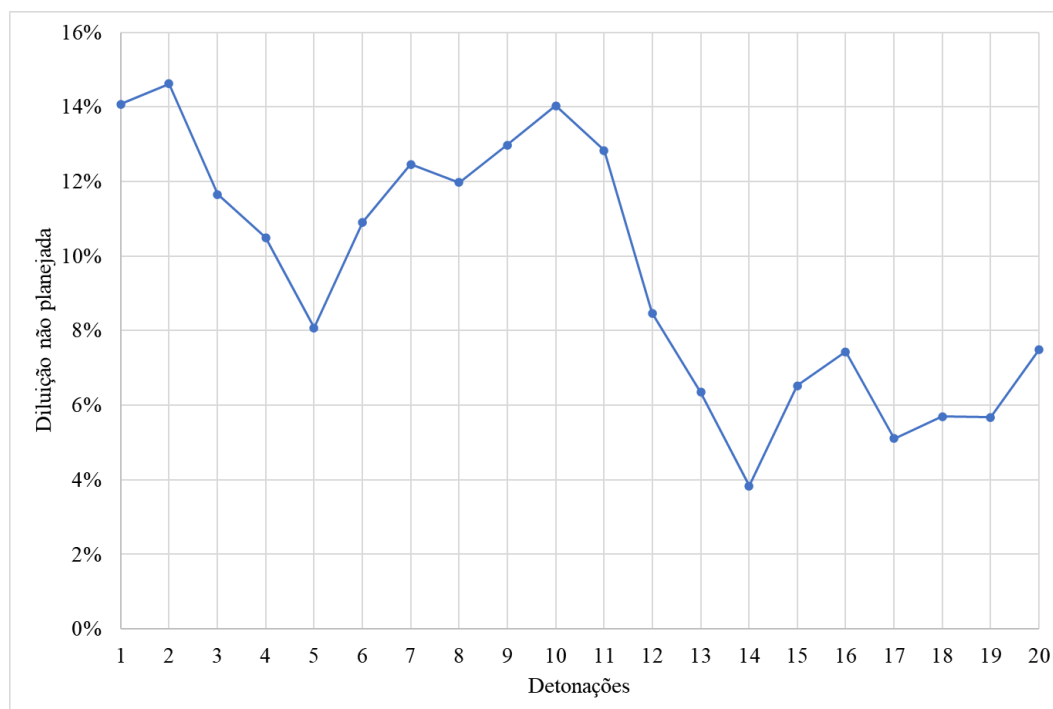
A formulação de uma metodologia clara e robusta para os procedimentos experimentais, especialmente em campo, é crucial, uma vez que existem diversas variáveis não identificadas que, quando implementadas, podem explicar alguns erros nos resultados.

O acompanhamento rigoroso dos processos, tanto na coleta de dados quanto na execução do método, é uma variável determinante. As condições adversas de trabalho, como altas temperaturas, umidade e material particulado, podem levar os operadores a executarem perfurações de baixa qualidade, resultando em detonações sem as características esperadas, como granulometria final, fator de potência e paralelismo.

Com base nos resultados obtidos no *software* Surpac®, observou-se que em algumas faixas o teor ficou abaixo de 7 g/t (teor esperado), embora tenha permanecido acima do *cut-off* de 4 g/t, como mostra a Figura 63 e também o Apêndice F. Analisar e interpretar detalhadamente os motivos pelos quais a diluição não planejada ocorreu acima do aceitável, sem que o teor caísse abaixo do *cut-off*, torna-se crucial para uma compreensão mais aprofundada do fenômeno.

Na Figura 66, pode-se observar os valores de diluição não planejada em função das detonações realizadas. Essa diferença também significa a variação relativa entre o teor esperado sugerido pela área de geologia (teor ideal) e o teor obtido em cada detonação (teor real). Há uma diferença média de 9,54 % entre o valor real e o valor planejado (diluição não planejada).

Figura 66 - Gráfico do resultado da diluição não planejada para as 20 detonações



Fonte: Elaboração própria.

A diluição não é homogênea, isso implica que o processo não está padronizado e existem mais variáveis que alteram os resultados. A quantidade de água subterrânea é uma das variáveis que afeta a execução das detonações, uma vez que um dos explosivos utilizados é sensível a água. Ao encontrar uma região com presença de água e não estar preparado para esta situação, a diluição não planejada tende a aumentar até que esta variável seja realmente controlada. Pode-se observar este acontecimento durante as detonações 9, 10, 15 e 16.

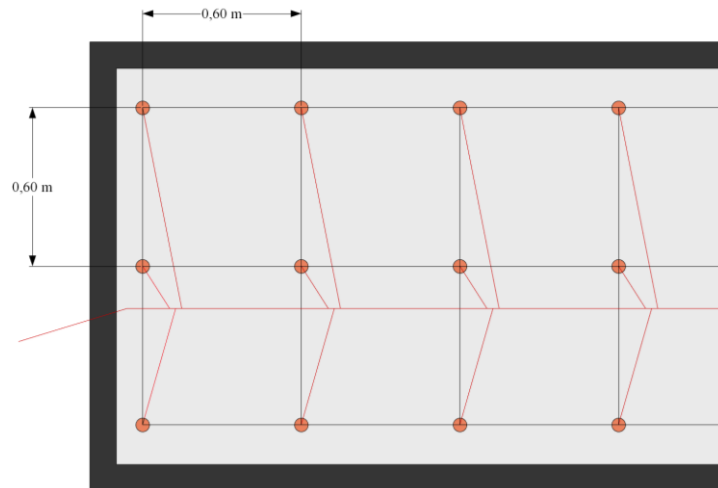
Ao se realizar a detonação 8, por exemplo, teve-se uma diluição planejada de 12 %, aproximadamente. Durante a próxima detonação, deparou-se com a presença de água, fazendo com que a detonação não ocorresse como esperado e a diluição não planejada desta detonação aumentasse em relação a detonação anterior, atingindo quase 13 %.

Outra variável que deve ser analisada, é o procedimento operacional dos *machineros* (operadores de *jackleg*). Sendo uma atividade manual, há desvios durante a operação que demandam atenção dos responsáveis pelo controle da diluição não planejada.

Os desvios de paralelismo, a falta de comprimento padrão de furos e o ângulo de perfuração são variáveis que podem sofrer alterações durante o processo de perfuração. Todas essas características são motivos que levam a detonações mal executadas, sendo necessário correções, o que implica novos custos e atraso em todo o processo.

A Figura 67 apresenta parte do desenho da malha de perfuração/detonação no método *longwall*. A distância deve ser verificada durante todo o processo e aplicar correções no posicionamento, caso sejam necessárias.

Figura 67 - Identificação das distâncias entre furos no processo de perfuração no MLW



Fonte: Elaboração própria.

O paralelismo e o ângulo de perfuração permitem que a detonação ocorra como planejado, fazendo com que o material detonado se comporte de maneira esperada, resultando em uma granulometria aceitável e que a altura de corte real não ultrapasse os desenhos iniciais das áreas de planejamento. A Figura 68 apresenta parte do procedimento visual de verificação do paralelismo entre os furos.

Figura 68 - Verificação do paralelismo e da profundidade dos furos realizados



Fonte: Elaboração própria.

Durante o procedimento experimental no painel com o MLW, intensificou-se a avaliação destas variáveis exigindo melhores resultados dentro do processo de

perfuração. Pode-se notar na Figura 66 que, à medida que as detonações foram avançando, a diluição não planejada média teve uma tendência de decaimento.

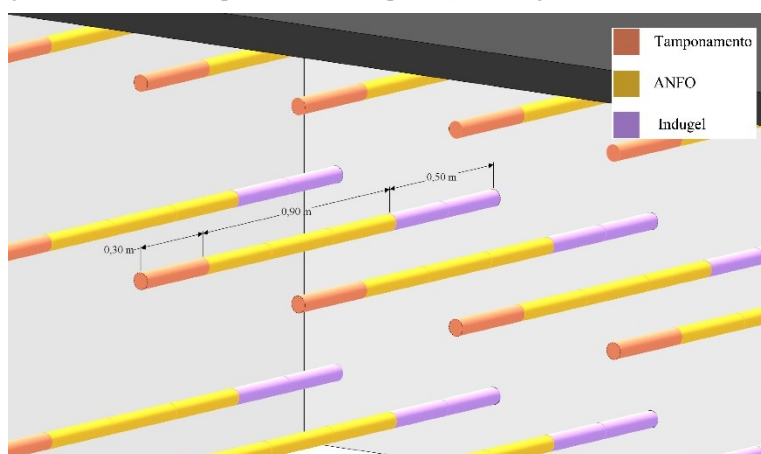
O carregamento dos explosivos no furo é também uma variável importante no processo de exploração. Dado características do maciço rochoso e da região afetada pela detonação, a configuração padrão deve ser alterada para que os resultados sejam aceitáveis.

Sendo o ANFO um dos explosivos mais utilizados no processo de detonação, deve-se atentar para a presença de água. Este agente não possui resistência à umidade e, em contato com a água, perde suas características detonantes, fazendo com que os resultados não ocorram dentro do esperado e exigindo retrabalhos.

Além disso, em regiões onde o maciço rochoso sofre variações significativas, deve-se atentar ao fator de potência das detonações, aumentando a quantidade de explosivos mais potentes, como o Indugel Plus AP ou diminuindo sua presença na coluna de carga.

Para uma melhor delimitação da altura de corte, pode-se utilizar explosivos com menor intensidade. Estes explosivos podem ser obtidos utilizando uma composição diferente da composição padrão definida para a exploração, como mostra a Figura 69. Desta forma, realiza-se detonações com menores danos ao maciço rochoso e mais direcionadas a área de exploração definida no planejamento.

Figura 69 - Detalhes do posicionamento (padrão) das cargas de detonação nos furos



Fonte: Elaboração própria.

A utilização de explosivos na Colômbia é um assunto de segurança interna. Desta forma, a gama de opções para este processo é restrita e altamente burocrática. Portanto, deve-se estudar estratégias diferentes, mas utilizando, na maioria das vezes, os mesmos tipos de explosivos. Uma das opções é a confinação de explosivos dentro de tubos de

PVC (*Polyvinyl chloride*, policloreto de vinila) ou em sacos plásticos (*encartuchar*) para a utilização em áreas úmidas ou também para a diminuição da potência de detonação.

A Figura 70 mostra o resultado de uma detonação bem-sucedida no MLW. Pode-se observar que a rocha do teto foi bem preservada e que a granulometria do material detonado está dentro da variação aceitável (entre 20 cm e 30 cm de comprimento), o que facilita a utilização do rastelo durante a limpeza.

Figura 70 - Resultado de uma detonação bem-sucedida no método *longwall*



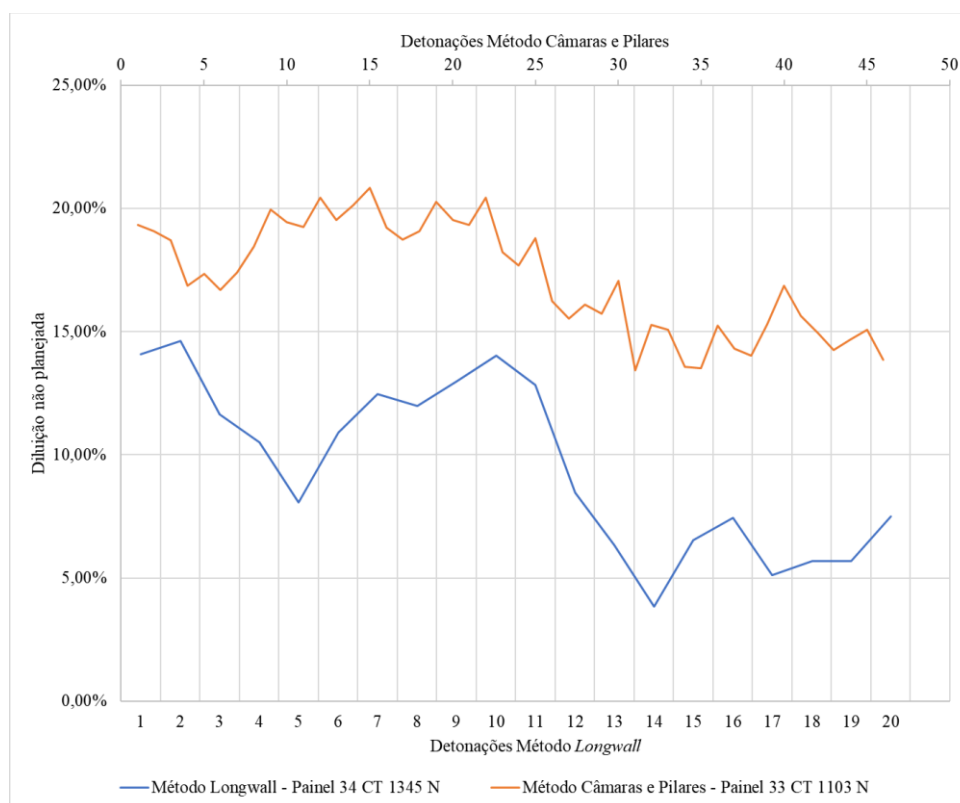
Fonte: Elaboração própria.

O controle da diluição não planejada também se mostra importante quando se pensa no processo de limpeza das frentes de trabalho. Em detonações onde a diluição não planejada aumenta, pode-se resultar em mais material para ser limpado durante esta etapa, fazendo com que sejam necessários mais ciclos de limpeza e, conseqüentemente, gerando um gasto maior para materiais extraídos.

Outro fator que é influenciado pela altura do corte após a detonação é a necessidade de realizar modificações no sistema de sustentação para se adequar a alturas diferentes das planejadas. Quando se tem uma altura de corte maior que a ACI determinada pelos projetos, os esteios de madeira podem não alcançar as alturas resultantes, tendo a necessidade de buscar novos com tamanhos maiores. Estas mudanças levam a aumentar o custo da sustentação dos painéis de exploração e da possível perda de material, já que esteios que estejam preparados para uma determinada altura podem não ser utilizados posteriormente.

Na Figura 71 pode-se observar uma comparação entre a diluição não planejada no painel onde o *longwall* foi implementado e em um dos painéis onde é implementado o método de lavra câmaras e pilares. O eixo horizontal superior apresenta as detonações no MCP enquanto o eixo horizontal inferior, as detonações do MLW.

Figura 71 - Gráfico comparativo do comportamento da diluição não planejada ao longo das detonações nos dois métodos



Fonte: Elaboração própria.

Ambos os métodos obtiveram resultados fora do esperado: diluição não planejada média do painel 33-1103 foi de 17,19 %, enquanto para o painel 34-1345 foi de 9,54 %. Porém, uma vez iniciado o controle e o monitoramento diário, a diluição não planejada tendeu a diminuir. Para o caso do MCP, a diluição não planejada apresentou valores maiores que o MLW. Por se tratar de um método seletivo, o controle das alturas no corte não é tão rigoroso como deveria ser.

Embora o teor nos dois métodos não caiu abaixo do *cut-off*, a variação da diluição não planejada nas detonações teve uma faixa ampla. Para o MLW, ela variou entre 5 % e 15 %, aproximadamente e, para o MCP, uma variação entre 14 % e 20 %, aproximadamente. Isto indica que os processos ainda devem ser estudados, com o objetivo de diminuir essa variação na diluição não planejada.

Nas indústrias, o controle de diluição está diretamente relacionado ao programa de controle de teor, que é um componente controlável importante para a lucratividade da mina. Os erros nas estimativas de teor de reserva frequentemente estão ocultos no fator de diluição de uma mina em operação (Tatman, 2001).

Em minas em desenvolvimento, erros negativos no teor de reserva podem ser um grande contribuinte para uma taxa aparentemente excessiva de diluição durante as fases

iniciais da mineração. O efeito líquido da diluição é reduzir o fluxo de caixa das operações, já que a perfuração, detonação, o transporte e o processamento de rejeitos são custosos. Cada unidade de diluição que é minerada, transportada e processada substitui uma unidade de minério que geraria lucro na capacidade de produção da mina (Tatman, 2001).

Por exemplo, no caso particular no painel 1345, 9,54 % do volume total extraído não havia sido considerado no planejamento de mina. Portanto, os custos e os insumos para remover, movimentar e processar o minério serão diferentes do esperado pela área financeira, causando um aumento no custo final por tonelada de minério extraída.

6 CONCLUSÕES

Durante a revisão bibliográfica, pôde-se concluir que tanto a diluição planejada quanto a diluição não planejada são aspectos importantes em qualquer projeto de mineração. Em mineração subterrânea, estas devem ser controladas para que o sucesso das operações não seja comprometido pela extração excessiva de estéril. Além disso, concluiu-se que a escolha do método de exploração não apenas afeta a eficiência operacional e o rendimento do minério, mas também tem implicações nos custos totais do projeto.

A falta de dados específicos pode afetar a precisão dos modelos de blocos e, conseqüentemente, os resultados esperados dos teores nos cortes de produção. Portanto, torna-se necessário realizar uma otimização do modelo para fortalecer a base de dados e permitir uma modelagem mais precisa das reservas.

A presença de água nas detonações 9, 10, 15 e 16 teve um impacto significativo nos valores de diluição não planejada, como visto na Figura 66. Portanto, é essencial adaptar as estratégias de perfuração e detonação, considerando esta característica.

A elaboração de uma metodologia detalhada, sua implementação e o acompanhamento contínuo nos processos de coleta de dados durante a execução do método são cruciais para minimizar erros decorrentes de condições adversas de trabalho, os quais podem impactar negativamente os procedimentos.

O protocolo desenvolvido proporcionou uma metodologia para realizar as medições das alturas de corte, fazendo com que a diluição pudesse ser verificada diretamente nas frentes de trabalho. A implementação bem-sucedida deste protocolo nos testes experimentais permitiu uma avaliação comparativa dos métodos de lavra estudados.

A documentação dos tempos de atividades e o consumo de insumos proporcionou uma base sólida para a comparação entre os métodos de lavra. Os resultados destacam diferenças nos custos operacionais e na eficiência dos processos e foram importantes para determinar o custo por tonelada de minério extraído.

A construção da base de dados combinada com o modelo de blocos do painel piloto demonstrou a integração bem-sucedida de dados topográficos e geológicos. Esta abordagem permitiu uma análise detalhada das características do depósito mineral e facilitou a simulação de cenários para avaliar a viabilidade do MLW em comparação com o MCP.

Nas 20 detonações realizadas no painel 1345, apenas algumas delas tiveram teores abaixo do teor de corte de produção. Pode-se observar na Figura 63 e na Figura 66 que o comportamento do teor tendeu a aumentar à medida que a diluição não planejada diminuiu. Isto evidencia que o controle da diluição não planejada está relacionado ao controle do teor nas frentes de trabalho.

Esta não é a única variável que pode influenciar no resultado dos teores obtidos. Outras variáveis precisam de análises que não fazem parte desta dissertação, como o modelo de blocos e a metodologia na construção do modelo real, considerando fatores geológicos e características do depósito.

A falta da capacidade de escolher regiões específicas no painel para extrair no MLW destaca a importância de ter um mapeamento detalhado do painel de exploração. A identificação precoce de zonas com teor inferior é essencial para tomar decisões que não prejudiquem a cadeia de produção mineral. A capacidade limitada da mina para armazenar o minério resultante de múltiplas detonações destaca a necessidade de uma gestão cuidadosa para garantir a qualidade do minério extraído e a eficiência operacional.

Devido à escassez de explosivos disponíveis para o trabalho na mina, as cargas de explosivos na malha são uniformes em todos os furos. No entanto, seria recomendável realizar um estudo da distribuição de explosivos na parte superior do corte para reduzir a potência, com o objetivo de evitar alterações significativas ao maciço rochoso.

A análise comparativa técnica e econômica destacou diferenças entre a diluição não planejada e os custos de produção para os métodos estudados. Os resultados fornecem base para decisões estratégicas na seleção de métodos de lavra, enfatizando a importância de considerar não apenas a eficiência operacional, mas também os impactos financeiros do projeto de mineração subterrânea.

Com base no modelo de blocos criado no Surpac® e com as informações inseridas no banco de dados, pode-se afirmar que houve um aumento no volume extraído de minério pelo método *longwall* em comparação com o método câmaras e pilares maior que 10 %. Considerando as informações de custo por tonelada de minério extraída e o controle da diluição não planejada nas frentes de trabalho, pode-se concluir que o MLW atinge as necessidades atuais da empresa para a exploração de novas frentes de trabalho. No entanto, ainda são necessárias novas análises em aspectos que estão além do escopo desta dissertação.

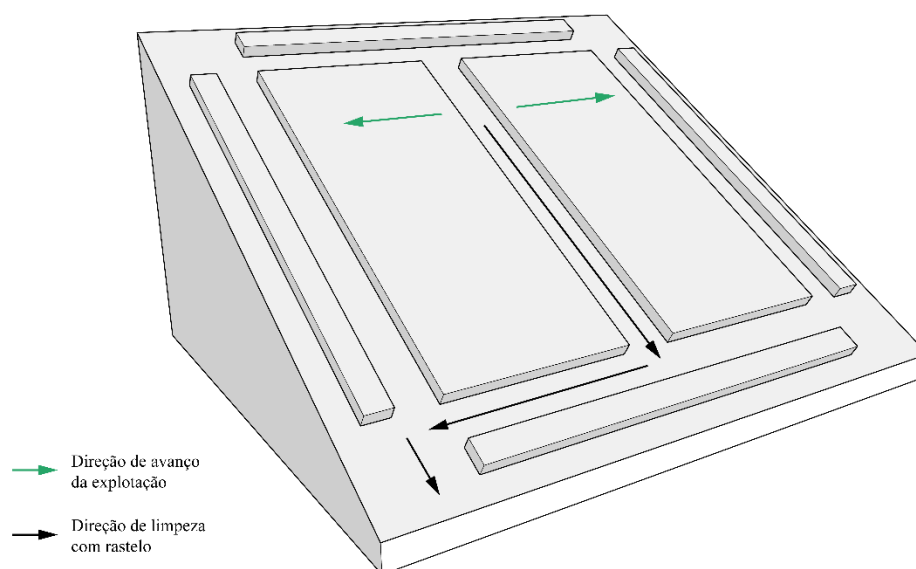
7 TRABALHOS FUTUROS

Com base nos resultados obtidos neste estudo, algumas sugestões de trabalhos futuros podem ser exploradas para ampliar o conhecimento e aprimorar a eficiência das operações de mineração subterrânea de ouro. Estas são descritas a seguir.

Um dos pontos fracos na utilização do MLW é a limitação do número de frentes de trabalho de forma simultânea. Embora o volume obtido em uma detonação seja maior do que os extraídos no MCP, os ciclos de trabalho também são mais longos, o que impede a realização de atividades paralelas, como acontece no método câmaras e pilares.

Uma possibilidade para futuras investigações seria avaliar a eficácia de modificar o desenvolvimento do método, dividindo o painel em dois a partir do centro, criando duas frentes de avanço no mesmo painel, como mostrado na Figura 72. A alternância dos ciclos entre essas frentes poderia aumentar o rendimento e a velocidade de extração, promovendo maior eficiência operacional. Com as adequações pertinentes, futuros estudos poderiam explorar a viabilidade de avançar na perfuração em uma frente enquanto a outra é limpa ou sustentada, permitindo a execução simultânea de atividades complementares.

Figura 72 - Ilustração esquemática da divisão de um painel em dois sub-paineis para otimização das etapas de exploração pelo método *longwall*



Fonte: Elaboração própria.

Também, recomenda-se a implementação do método *longwall* em uma seção completa da mina, para ampliar a análise de sua viabilidade técnica e econômica. A expansão para uma área maior permitiria avaliar as variabilidades operacionais e geotécnicas em uma escala mais representativa das operações reais. Esse estudo

contribuiria para uma melhor compreensão das demandas operacionais, efeitos sobre a diluição e os ciclos de cada etapa produtiva.

O desenvolvimento de um novo estudo de impacto ambiental, com ênfase na análise da subsidência da aplicação do MLW é necessário. Focando nos efeitos de deformação no terreno e suas implicações. Paralelamente, deve-se realizar a atualização contínua dos modelos geotécnicos, incorporando dados de monitoramento para melhorar as previsões de estabilidade do maciço rochoso e aprimorar as estratégias de mitigação de riscos associados caso apareçam.

Por fim, sugere-se a avaliação da viabilidade de implementar novas tecnologias no MLW. A incorporação dessas tecnologias poderia otimizar a eficiência operacional, reduzir riscos associados à segurança e melhorar a gestão da diluição e dos recursos. Além disso, o uso de ferramentas de inteligência artificial para análise preditiva de dados geotécnicos e operacionais poderia contribuir para uma tomada de decisão mais rápida e precisa durante o ciclo de lavra.

Com a adoção do método em diferentes frentes de trabalho, recomenda-se um estudo mais aprofundado do abatimento dos painéis explotados. Sugere-se a utilização de ábacos específicos que possam identificar informações de estabilidade e, posteriormente, análises numéricas destes fenômenos, assim como o comportamento dos pilares de barreira e monitoramento sísmicos. Desta forma, pode-se garantir a segurança da utilização do método em diferentes áreas da mina.

8 BIBLIOGRAFIA

- ADLER, L.; THOMPSON, S. D. Mining Methods Classification System. *In*: DARLING, P. (org.). **SME Mining Engineering Handbook**. 3. ed. United States of America: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 2011. p. 1912.
- ANGLOGOLD. **AngloGold Limited Anual Report 2001**. Jhoannesburg: [s. n.], 2001. Disponível em: https://thevault.exchange/?get_group_doc=143/1621442263-AnnualReport2001.pdf. .
- AYDAN, Ö. **Rock Reinforcement and Rock Support**. Nishihara: CRC Press, 2018.
- BARCZAK, T. M.; GEARHART, D. F. **Design Methods To Enhance the Capacity, Stiffness, and Timber Utilization of Wood Cribs** *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. Pittsburgh: [s. n.], 1994.
- BIENIAWSKI, Z. T. **Engineering Rock Mass Classifications: A complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering**. Vancouver: John Wiley & Sons, Inc., 1989.
- BIRÖN, C.; ARIÖĞLU, E. **Design of Supports in Mines**. 1. ed. Istambul: John Wiley & Sons, Inc., 1983.
- BRADY, B. H. G.; BROWN, E. T. **Rock Mechanics: For underground mining**. 3. ed. Dordrecht: Springer, 1993.
- BRAVO BORDA, D. **Aumento de la productividad en el metodo long wall mining sostenido por puntales con cabezal de jackpot en la U.P. San Andres - Minera Aurifera Retamas Marsa S.A.** 2017. 153 f. - Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, Peru, 2017. Disponível em: <https://www.google.com/maps/place/Universidad+Nacional+Micaela+Bastidas+de+Apurímac/@-13.6175261,-72.86812,19.68z/data=!4m6!3m5!1s0x916d031110cca7df:0x76b548e9c776d989!8m2!3d-13.6175533!4d-72.8681635!16s%2Fg%2F11b6hfw056?entry=ttu>.
- BULLOCK, R. L. Room-and-Pillar Mining in Hard Rock. *In*: DARLING, P. (org.). **SME Mining Engineering Handbook**. 3. ed. Littleton, Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2011. p. 1912.
- CANO NUNEZ, A. E. **Dimensionamento ótimo de câmaras e pilares em camadas inclinadas**. 2016. 132 f. - Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2016. Disponível em: <http://www.repositorio.ufop.br/handle/123456789/7233>.
- CARTER, P. G. Selection Process for Hard-Rock Mining. *In*: DARLING, P. (org.). **SME**

Mining Engineering Handbook. 3. ed. Littleton, Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2011. p. 357–376.

CEPURITIS, P. M.; VILLAESCUSA, E. Comprehensive Back Analysis Techniques for Assessing Factors Affecting Open Stope Performance. **4th Asian Rock Mechanics Symposium**, [s. l.], 2006.

CHAMPI HUAMANI, J.; LOPEZ AUQUI, S. **Estudio comparativo de eficiencia de uso de puntales de seguridad simple y con el uso adecuado del jackpot en los tajeos de explotacion del nivel 4430 de la Cía. Minera Caudalosa Chica S.A.A.** 2015. 63 f. - Universidad Nacional de Huancavelica, Huancavelica, 2015.

COCK, J. E.; LÓPEZ, W. Conflicto y colaboración en la minería de oro en Segovia y Remedios. *In*: BUITELAAR, R. M. (org.). **Aglomeraciones mineras y desarrollo local en América Latina**. 1. ed. Bogotá: CEPAL, 2001. p. 273–298.

COLOMBIA. **Agencia Nacional de Minería**. Bogotá, 2024. Disponível em: <https://mineriaencolombia.anm.gov.co/>. Acesso em: 29 set. 2024.

DARLING, P. (org.). **SME Mining Engineering Handbook**. 3. ed. New York: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 2011.

ECHEVERRI, B. **Genesis and thermal history of gold mineralization in the Remedios--Segovia--Zaragoza Mining District of Northern Colombia**. 2006. - Shimane University, Shimane, 2006.

ELBROND, J. Economic Effect of Ore Loss and Rock Dilution. **CIM Bulletin**, [s. l.], p. 1–8, 1994. Disponível em: https://www.minewiki.org/index.php/Economic_Effect_of_Ore_Loss_and_Rock_Dilution.

EPIROC GROUP. **Hydrabolt®**. Johannesburg: [s. n.], 2022.

EPIROC GROUP. **Pre-Stressing Units: Jackpot and Jackpack**. Johannesburg: [s. n.], 2022.

FARMER, I. Room and Pillar Mining. *In*: HARTMAN, H. L. (org.). **SME Mining Engineering Handbook**. 2. ed. Littleton, Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 1992. p. 2268.

FEININGER, T.; BARRERO, D.; CASTRO, N. Geología de parte de los departamentos de Antioquia y Caldas (Sub-zona II-B). **Instituto Nacional de Investigaciones Geológico-Mineras**, [s. l.], v. 20, n. 2, p. 191, 1972.

GONZÁLEZ, H. **Mapa Geológico del Departamento de Antioquia**. Bogotá: INGEOMINAS, 2001. Disponível em:

<http://recordcenter.sgc.gov.co/B4/13010040024267/documento/pdf/0101242671101000.pdf>.

HAMRIN, H. Choosing an Underground Mining Method. *In: TECHNIQUES IN UNDERGROUND MINING: SELECTIONS FROM UNDERGROUND MINING METHODS HANDBOOK*. Littleton: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 1998. p. 823.

HAMRIN, H. Underground Mining Methods and Application. *In: HUSTRULID, W. A.; BULLOCK, R. L. (org.). **Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies***. Estocolmo: [s. n.], 2001. p. 718.

HARTMAN, H. L.; MUTMANSKY, J. M. **Introductory Mining Engineering**. 2. ed. New York: John Wiley & Sons, Inc., 2002.

HOEK, E.; KAISER, P. K.; BAWDEN, W. F. **Support of Underground Excavations in Hard Rock**. 1. ed. London: CRC Press, 2000.

HUSTRULID, W. A.; BULLOCK, R. L. **Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies**. Littleton, Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2001-. ISSN 1559713X 15592332.

INDUMIL. **Catálogo General de Explosivos Industriales** Industria Militar de Colombia. Bogotá: [s. n.], 2018.

JANG, H. D. **Unplanned dilution and ore-loss optimisation in underground mines via cooperative neuro-fuzzy network**. 2014. 170 f. - Curtin University, Bentley, 2014.

JIMENO, C. **Manual de Perforación y Voladura de Rocas**. Madrid: Instituto Geológico y Minero de España, 2003. Disponible en: http://www.entornografico.com/ingepres/Ing_119/ing119_sum.htm.

JORQUERA, M.; KORZENIOWSKI, W.; SKRZYPKOWSKI, K. Prediction of dilution in sublevel stoping through machine learning algorithms. **IOP Conference Series: Earth and Environmental Science**, [s. l.], v. 1189, n. 1, p. 012008, 2023. Disponible en: <https://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/1189/1/012008>.

LEAL-MEJÍA, H. **Phanerozoic gold metallogeny in the colombian andes: a tectono-magmatic approach**. 2011. - Universidad de Barcelona, Barcelona, 2011.

LUSK, B.; WORSEY, P. Explosives and Blasting. *In: DARLING, P. (org.). **SME Mining Engineering Handbook***. 3. ed. [S. l.]: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2011. p. 443–459.

MONTERROZA, A. E. **Petrology, geochemistry and isotope geology of the Segovia Batholith and associated plutonic bodies**. 2008. - Universidade de Shimane, Shimane,

2008.

NADER, B.; DE TOMI, G.; PASSOS, A. O. Indicadores-chave de desempenho e a gestão integrada da mineração. **REM: Revista da Escola de Minas**, Ouro Preto, v. 65, n. 4, p. 537–542, 2012.

NADER, B.; SACHS, P. F. T.; DE TOMI, G. The mine value chain integration beyond the ERP Systems. **International Journal of Mining and Mineral Engineering**, [s. l.], v. 3, n. 3, p. 233–250, 2011.

NICHOLAS, D. E. Selection Procedure. *In*: HARTMAN, H. L. (org.). **SME Mining Engineering Handbook**. 2. ed. Littleton, Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 1992. p. 2090–2106.

ORTIZ, J. **APUNTES DE CURSO DE EXPLOTACIÓN DE MINAS**. 1. ed. Santiago: Departamento de ingeniería de minas, 2000.

PAKALNIS, R. C. **Empirical stope design at the Ruttan Mine, Sherritt Gordon Mines LTD**. 1986. 276 f. - University of British Columbia, Vancouver, 1986.

PAKALNIS, R. C.; POULIN, R.; HADJIGEORGIOU, J. Quantifying the cost of dilution in underground mines. **Mining Engineering**, [s. l.], v. 47, n. 12, p. 1136–1141, 1995.

PASSOS, A. O.; SAHÃO, H.; DE TOMI, G. Gestão sistêmica na mineração. *In*: , 2010, Rio de Janeiro. **65th ABM International Congress**. Rio de Janeiro: [s. n.], 2010. p. 3974–3983.

ROMERO, J.; PAJUELO, F. Estrategias Operacionales para minimizar la dilución en vetas angostas en mina UG mediante técnicas de perforación y voladura y con alta productividad. *In*: , 2022, Lima, Peru. (I. de I. de M. del Perú, Org.) **Perumin 35 Convención Minera**. Lima, Peru: Perumin 35 Convención Minera, 2022. p. 10.

ROSTAMI, J. Mechanical Rock Break. *In*: DARLING, P. (org.). **SME Mining Engineering Handbook**. 3. ed. Pennsylvania: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2011. p. 417–434.

ROSTAMI, J.; HAMBLEY, D. F. Blasthole Drilling. *In*: DARLING, P. (org.). **SME Mining Engineering Handbook**. 3. ed. [S. l.]: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2011. p. 435–441.

RUPPRECHT, S. Loading and hauling of broken rock in a narrow tabular orebody utilizing scraper winches. *In*: , 2013, Johannesburg. **SAIMM Underground Load and Haul, Rustenburg**. Johannesburg: [s. n.], 2013. Disponível em: https://www.researchgate.net/publication/279484927_Loading_and_hauling_of_broken_rock_in_a_narrow_tabular_orebody_utilizing_scraper_winches.

RUSELL. **Secuence of Fissures Frontino Area: Informe interno Frontino Gold mines**. Segovia: [s. n.], 1959.

RUSSO-BELLO, F.; MURPHY, S. K. Longwalling at great depth in a geologically disturbed environment - the way forward. **Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy**, [s. l.], v. 100, n. 2, p. 91–100, 2000.

SCOBLE, M. J.; MOSS, A. Dilution in underground bulk mining: implications for production management. **Geological Society, London, Special Publications**, [s. l.], v. 79, n. 1, p. 95–108, 1994. Disponível em: <https://www.lyellcollection.org/doi/10.1144/GSL.SP.1994.079.01.10>.

SILVEIRA, L. R. C.; LINS, P. G. C. Utilização de Elementos de Interface em Modelagem de Lavra em Câmaras e Pilares. *In:* , 2020, Campinas. **Congresso Brasileiro de Mecânica dos Solos e Engenharia Geotécnica**. Campinas: ABMS, 2020. p. 5147–5154. Disponível em: <http://doi.editoracubo.com.br/10.4322/cobramseg.2022.0648.pdf>.

SRK CONSULTING INC. **NI 43-101 Technical Report Prefeasibility Study Update Segovia Project Colombia**. [S. l.: s. n.], 2019.

STEWART, P. C. **Minimising dilution in narrow vein mines**. 2005. 261 f. - The University of Queensland, Queensland, 2005. Disponível em: <https://espace.library.uq.edu.au/view/UQ:107260>.

TATIYA, R. R. **Surface and underground excavations: methods, techniques and equipment**. 2. ed. Croydon: CRC Press, 2013.

TATMAN, C. R. Mining Dilution in Moderate- to Narrow-Width Deposits. *In:* HUSTRULID, W. A.; BULLOCK, R. L. (org.). **Underground mining methods: engineering fundamentals and international case studies**. Littleton, Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2001. p. 615–625.

VIEIRA, F. M. C. C.; DIERING, D. H.; DURRHEIM, R. J. Methods to Mine the Ultra-Deep Tabular Gold-Bearing Reefs of the Witwatersrand Basin, South Africa. *In:* HUSTRULID, W. A.; BULLOCK, R. L. (org.). **Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies**. Littleton, Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2001. p. 718.

WARREN, S. N. **Empirical ground support recommendations and weak rock mass classification for underground gold mines in Nevada, USA**. 2016. 206 f. - University of Nevada, Reno, 2016.

9 APÊNDICES

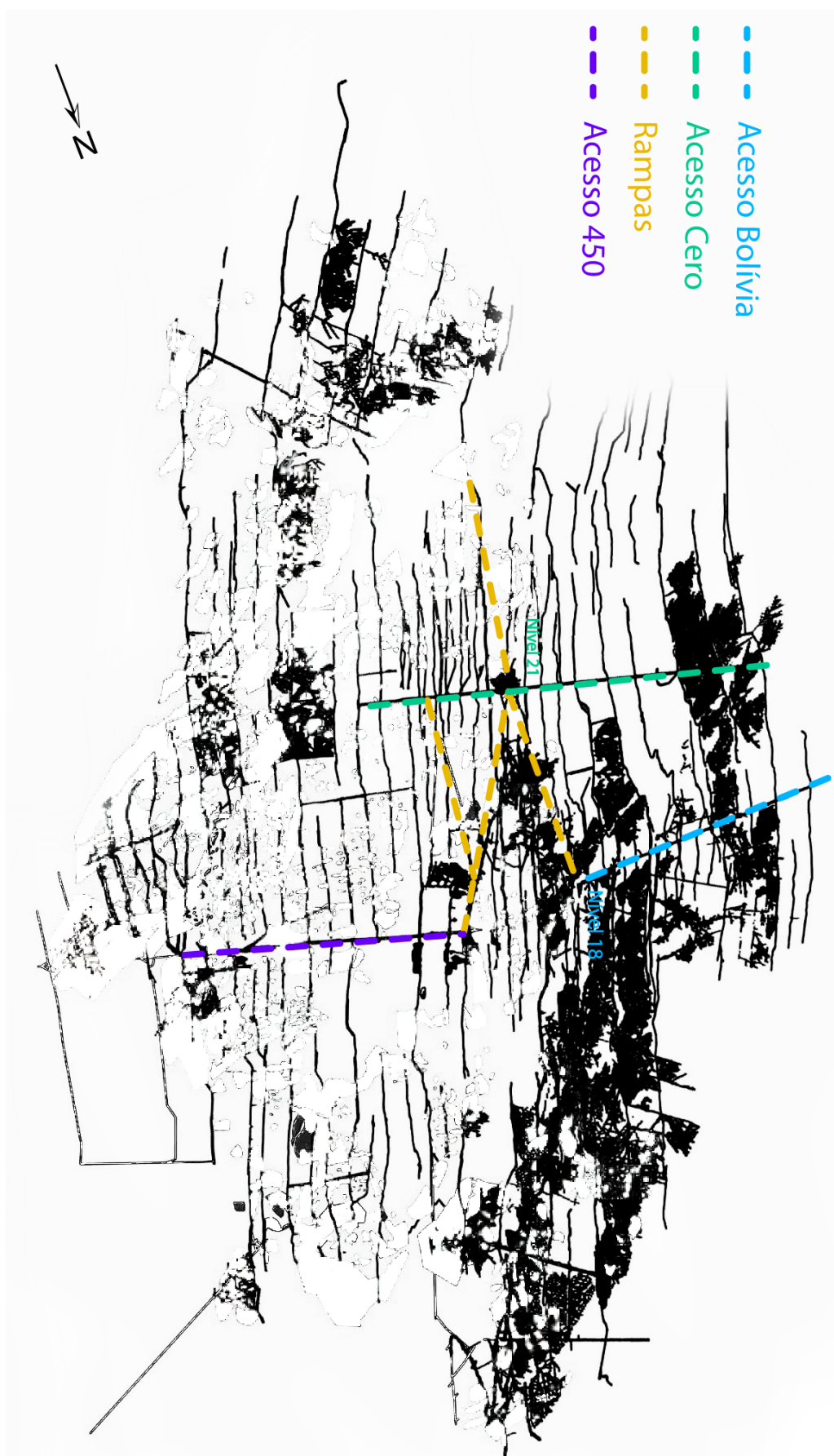
APÊNDICE A

Segue as tabelas para qualificação dos métodos de exploração proposta por Nicholas (1992).

Método de mineração	1 - Formato geral			2 - Espessura do minério				3 - Mergulho			4 - Distribuição do teor		
	a	b	c	d	e	f	g	h	i	j	k	l	m
<i>Block caving</i>	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
<i>Sublevel stoping</i>	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
<i>Sublevel caving</i>	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
<i>Longwall</i>	-49	4	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Câmaras e pilares	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
<i>Shrinkage stoping</i>	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Corte e enchimento (Abatimento)	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3
<i>Top slicing</i>	3	3	0	-49	0	3	4	4	1	2	4	2	0
<i>Square-set stoping</i>	0	2	4	4	4	1	1	2	3	3	3	3	3

Método de mineração	5 - Resistência do Material Rochoso			6 - Espaçamento das Fraturas				7 - Resistência das Fraturas		
	n	o	p	q	r	s	t	u	v	w
Zona de minério										
Mineração a céu aberto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
<i>Block caving</i>	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
<i>Sublevel stoping</i>	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
<i>Sublevel caving</i>	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
<i>Longwall</i>	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Câmaras e pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
<i>Shrinkage stoping</i>	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Corte e enchimento (Abatimento)	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2
<i>Top slicing</i>	2	3	3	1	1	2	4	1	2	4
<i>Square-set stoping</i>	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2
Capa (<i>Hanging wall</i>)										
Mineração a céu aberto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
<i>Block caving</i>	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
<i>Sublevel stoping</i>	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
<i>Sublevel caving</i>	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
<i>Longwall</i>	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Câmaras e pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
<i>Shrinkage stoping</i>	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Corte e enchimento (Abatimento)	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
<i>Top slicing</i>	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0
<i>Square-set stoping</i>	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Lapa (<i>Footwall</i>)										
Mineração a céu aberto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
<i>Block caving</i>	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
<i>Sublevel stoping</i>	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
<i>Sublevel caving</i>	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
<i>Longwall</i>	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Câmaras e pilares	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
<i>Shrinkage stoping</i>	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Corte e enchimento (Abatimento)	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
<i>Top slicing</i>	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3
<i>Square-set stoping</i>	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

APÊNDICE B



APÊNDICE C

A classificação do maciço rochoso foi feita por meio de três classificações: *Rock Mass Rating* (RMR), *Q* e *Geological Strenght Index* (GSI). A classificação depende do projeto avaliado. Elas serão descritas a seguir.

C.1. Classificação *Rock Mass Rating* (RMR)

Desenvolvida por Bienawski entre 1972 e 1973, usando inicialmente 49 estudos de casos e atualizada em 1989, esta classificação permite relacionar o índice de qualidade com parâmetros geotécnicos do maciço e da escavação. O autor ressalta a facilidade do uso do sistema, a sua versatilidade na prática da engenharia (Bieniawski, 1992). Uma sequência de classificação está apresentada na Tabela C1.

Tabela C1 - Valores resultantes para avaliação segundo RMR

Tipo de rocha	RMR	Avaliação segundo RMR
I	81 - 100	Muito boa
II	61 - 80	Boa
III	41 - 60	Regular
IV	21 - 40	Pobre
V	< 20	Muito pobre

Fonte: (Bieniawski, 1989) (Adaptado)

No momento do estudo, divide-se as áreas de trabalho subterrâneas em zonas que apresentam características geológicas similares e leva-se em consideração os parâmetros de resistência uniaxial. A medição deste parâmetro dentro da empresa se realiza de duas formas: utilização do martelo de geólogo e o uso de esclerômetro (SRK Consulting Inc., 2019).

Por meio do gráfico "Correlação RQD vs. espaçamento de descontinuidades", determina-se a porcentagem do RQD. Também é determinado o espaçamento de descontinuidades, onde identifica-se as famílias das descontinuidades e, da família mais crítica, calcula-se a média do espaçamento e das condições das descontinuidades.

Os dados obtidos no campo são avaliados segundo uma tabela adaptada pela empresa (com base na Tabela C1) e, então, classifica-se a qualidade da rocha segundo o valor obtido de RMR. Uma versão da tabela utilizada pela empresa está apresentada na Tabela C2.

Tabela C2 - Classificação do tipo de rocha de acordo com as tabelas adaptadas pela empresa

Tipo de rocha	RMR	Avaliação	
		segundo RMR	Recomendações
II	> 60	Boa	Parafusos de ancoragem pontuais
IIIA	51 - 60	Regular A	Sistemas de 3 parafusos de ancoragem a cada 1,5 m com malha eletrossoldada ou shotcrete
IIIB	41 - 50	Regular B	Sistemas de 3 parafusos de ancoragem em seção completa a cada 1,5 m com shotcrete
IVA	31 - 40	Ruim A	Sistemas de 3 parafusos de ancoragem em seção completa a cada 1,5 m com shotcrete e com malha eletrossoldada
IVB	21 - 30	Ruim B	Treliças metálicas espaçadas entre 0,90 m e 1,20 m com malha eletrossoldada e shotcrete
V	< 21	Muito ruim	Treliças metálicas espaçadas entre 0,50 m e 0,80 m com malha eletrossoldada e shotcrete (5 cm). Se necessário, utilizar reforços.

Fonte: (SRK Consulting Inc., 2019)

C.2. Classificação Q

Desenvolvida por Barton, Lien e Lunde (1974), essa metodologia constitui um sistema de classificação de maciços rochosos que permite estimar parâmetros geotécnicos do maciço e projetar o suporte para túneis e cavernas subterrâneas.

É utilizada para dimensionar a abertura de câmaras e pilares. O índice Q é baseado na avaliação numérica de seis parâmetros relacionados pela Equação C1:

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) \cdot \left(\frac{J_r}{J_a} \right) \cdot \left(\frac{J_w}{SRF} \right) \quad (C1)$$

onde J_n é o índice de diaclase que indica o grau de fraturamento do maciço rochoso, J_r , o índice de rugosidade das discontinuidades ou juntas, J_a é o índice que indica a alteração das discontinuidades e J_w o coeficiente redutor devido à presença de água. Por fim, SRF

(*stress reduction factor*, fator de redução de tensão) é um coeficiente que considera a influência do estado de tensão do maciço rochoso.

O RQD (*rock quality designation*, designação da qualidade da rocha) estima a qualidade da rocha a partir da recuperação dos testemunhos em uma direção de sondagem, para valores de RQD < 10, consideradas rochas pobres, utiliza-se o valor 10 (Barton; Lien; Lunde, 1974)

A Tabela C3 apresenta os intervalos para o critério Q e a classificação das rochas segundo o mesmo critério.

Tabela C3 - Qualidade da rocha segundo o critério Q

Intervalo do índice Q	Classificação da rocha
0,001 - 0,01	Rocha excepcionalmente ruim
0,01 - 0,1	Rocha extremamente ruim
0,1 - 1,0	Rocha muito ruim
1,0 - 4,0	Rocha ruim
4,0 - 10,0	Rocha média
10,0 - 40,0	Rocha boa
40,0 - 100,0	Rocha muito boa
100,0 - 400,0	Rocha extremamente boa
400,0 - 1 000,0	Rocha excepcionalmente boa

C.3. Classificação GSI

A classificação GSI (*geological strenght index*) introduzido Hoek e Brown (1997) e reavaliado em Marinos, Marinos e Hoek (2005). Fornece um sistema para caracterizar a redução na resistência do maciço rochoso para diferentes condições geológicas.

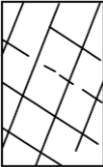
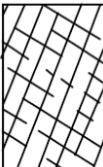
O GSI foi desenvolvido com o intuito de relacionar as informações de resistência à falha das rochas e observações geológicas que pudessem ser feitas rapidamente por um profissional. Embora critérios como o RMR e Q resolvessem a maioria dos problemas, uma vez que as rochas estavam dentro de um mesmo patamar, para a caracterização de rochas de baixa qualidade, ele não se comportava como esperado (Marinos; Marinos; Hoek, 2005).

A grande dependência da classificação RQD pelos sistemas RMR e Q fez com que um novo sistema fosse necessário para abranger a classificação de rochas de baixa qualidade e, posteriormente, foram incluídas massas de rochas heterogêneas. Este novo sistema apresenta uma nova perspectiva, mas não substitui os anteriores, uma vez que não

trata de reforços de maciços rochosos e nem a capacidade de determinar suportes (Marinos; Marinos; Hoek, 2005).

A Figura C1 apresenta um ábaco para caracterizar maciços rochosos baseado no método GSI. Este ábaco foi modificado para melhor atender as necessidades da empresa na mina em questão. Sendo assim, ele se apresenta diferente o ábaco original apresentado em Marinos, Marinos e Hoek (2005).

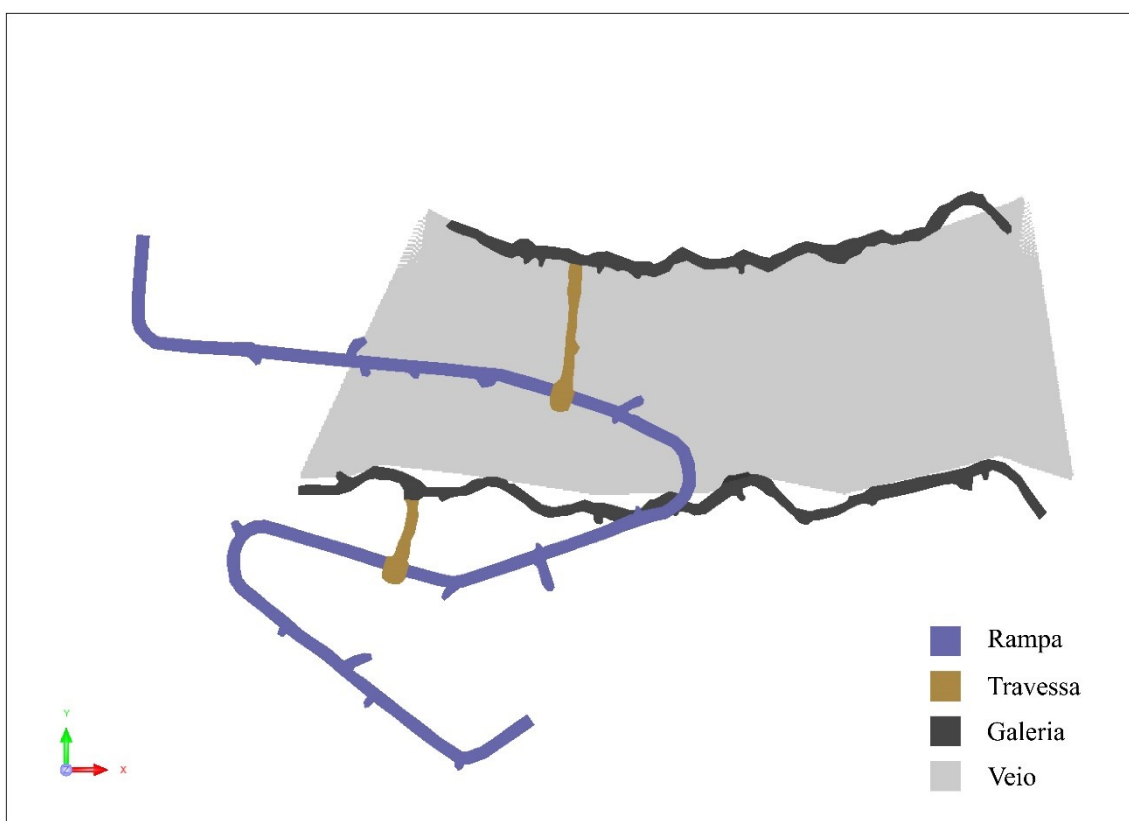
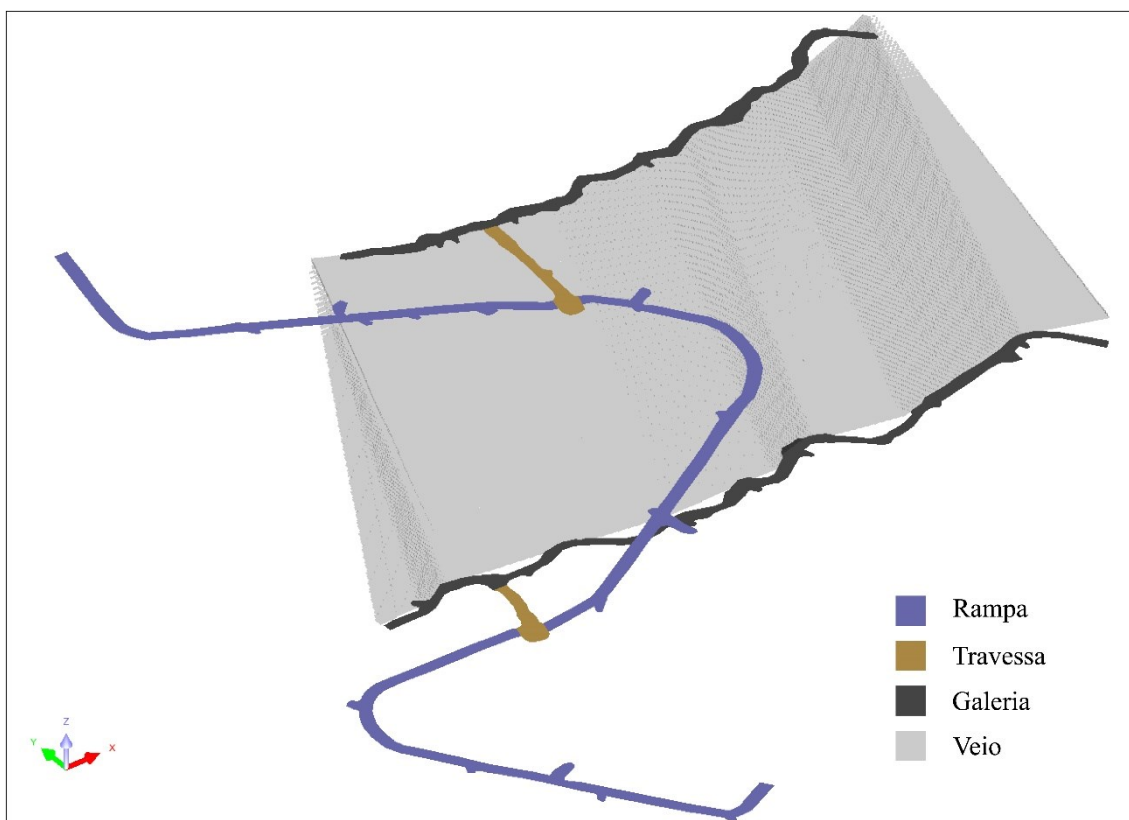
Figura C1 - Ábaco para determinar as características do maciço rochoso baseado no método GSI

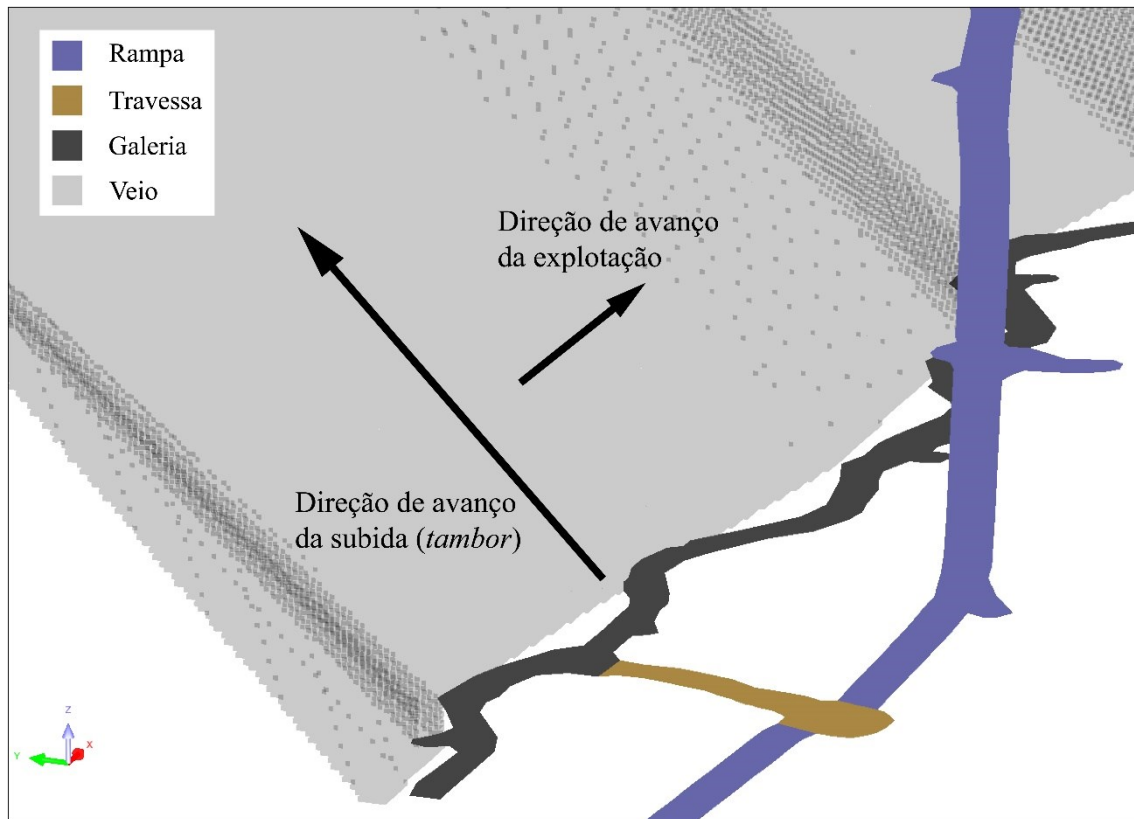
CARACTERÍSTICAS DO MACIÇO ROCHOSO GSI MODIFICADO		CONDIÇÃO					
ESTRUTURA		MUITO BOA	BOA	REGULAR	POBRE	MUITO POBRE	
 LEVEMENTE FRATURADA Máximo de três sistemas de descontinuidades espaçadas entre si. RQD 75 % - 90 % 2 a 6 fraturas por metro		95 LF/MB 85	85 LF/B 80	75 LF/R 70	70 65		
		80	II-A		60	55	50 45
 MODERADAMENTE FRATURADA Blocos cúbicos bem unidos, não perturbados, formados por três sistemas de descontinuidades ortogonais. RQD 50 % - 75 % 6 a 12 fraturas por metro		75 F/MB	70 F/B 65	65 F/R 60	55 F/P 50	45 F/MP	40
			II-B	III-A			35
 MUITO FRATURADA Blocos angulosos moderadamente unidos, parcialmente perturbados, formados por quatro ou mais sistemas de descontinuidades. RQD 25 % - 50 % 12 a 20 fraturas por metro		55 MF/MB	50 MF/B 45	45 MF/R 40	35 MF/P 30	25 MF/MP	20
				III-B	IV-A		15
 INTENSAMENTE FRATURADA Falhamento e dobramento com muitas descontinuidades interceptadas, resultando em blocos angulosos irregulares. RQD 0 % - 25 % Mais de 20 fraturas por metro			IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP	10
					IV-B		5
 TRITURADA OU QUEBRADA Massa rochosa levemente unida, extremamente fraturada, com uma mistura de fragmentos facilmente desagregáveis, tanto angulosos quanto arredondados. Sem RQD				T/R	T/P	T/MP	5
							5

Fonte: (SRK Consulting Inc., 2019) (Adaptado)

APÊNDICE D

Segue imagens ilustrativas do acesso aos painéis de exploração na mina El Silencio.





APÊNDICE E

As equações utilizadas para o cálculo da diluição nas frentes de trabalho derivaram de Pakalnis, Poulin e Hadjigeorgiou (1995), mostrada na Equação (1D) e sendo realizadas as seguintes manipulações matemáticas.

$$\text{Diluição} = \frac{\text{Toneladas de Estéril}}{\text{Toneladas de Minério} + \text{Toneladas de Estéril}} \quad (1D)$$

Foram realizadas algumas aproximações que, no dia a dia do trabalho, não geram tantas influências no processo de identificação manual da diluição e da diluição não planejada. São elas: a densidade do estéril e do minério podem ser consideradas iguais e a largura de corte e a largura do veio também possuem o mesmo valor.

Tem-se que $\text{Volume} = \text{largura} \cdot \text{altura} \cdot \text{espessura}$ e que $\text{Massa} = \text{Volume} \cdot \text{Densidade}$. Assim, pode-se reescrever a equação da diluição mostrada na Equação (1D) como mostrada na Equação (2D).

$$\text{Diluição} = \frac{(\text{Volume de Estéril}) \cdot (\text{Densidade de Estéril})}{(\text{Volume de Minério}) \cdot (\text{Densidade de Minério}) + (\text{Volume de Estéril}) \cdot (\text{Densidade de Estéril})} \quad (2D)$$

Com as hipóteses apresentadas anteriormente, tem-se a Equação (3D).

$$\text{Diluição} = \frac{\text{Volume de Estéril}}{\text{Volume de Minério} + \text{Volume de Estéril}} \quad (3D)$$

Para o Volume de Minério tem-se as seguintes informações, mostradas na Equação (4D).

$$\begin{aligned} \text{Volume de Minério} &= (\text{Largura do Veio}) \cdot (\text{Altura do Veio}) \cdot \text{Avanço} \\ \text{VM} &= \text{LV} \cdot \text{AV} \cdot \text{A} \end{aligned} \quad (4D)$$

E, para o Volume de Estéril, tem-se a Equação (5D).

$$\begin{aligned} \text{Volume de Estéril} &= (\text{Largura de Corte}) \cdot (\text{Altura de Corte Ideal} - \text{Altura do Veio}) \cdot \text{Avanço} \\ \text{VE} &= \text{LC} \cdot (\text{ACI} - \text{AV}) \cdot \text{A} \end{aligned} \quad (5D)$$

Substituindo na equação da diluição mostrada na Equação (3D), tem-se a Equação (6D).

$$\text{Diluição} = \frac{\text{LC} \cdot (\text{ACI} - \text{AV}) \cdot \text{A}}{\text{LV} \cdot \text{AV} \cdot \text{A} + \text{LC} \cdot (\text{ACI} - \text{AV}) \cdot \text{A}} = \frac{\text{ACI} - \text{AV}}{\text{AV} + \text{ACI} - \text{AV}} = \frac{\text{ACI} - \text{AV}}{\text{ACI}} \quad (6D)$$

Realizando as simplificações, finaliza-se com a equação da diluição em função das alturas, mostrada na Equação (7D). Desta forma, pode-se realizar um cálculo direto e eficaz nas frentes de trabalho.

$$\text{Diluição} = \frac{\text{Altura de Corte Ideal} - \text{Altura do Veio}}{\text{Altura de Corte Ideal}} \quad (7D)$$

Já para a diluição não planejada, pode-se utilizar o mesmo raciocínio. Difere-se no cálculo do volume de estéril, que é dado pela Equação (8D).

$$\begin{aligned} \text{Volume de Estéril Não Planejado} \\ = (\text{Largura de Corte}) \cdot (\text{Altura de Corte Real} - \text{Altura de Corte Ideal}) \cdot \text{Avanço} \end{aligned} \quad (8D)$$

Ou seja, realizando as mesmas manipulações matemáticas, tem-se, por fim, a Equação (9D).

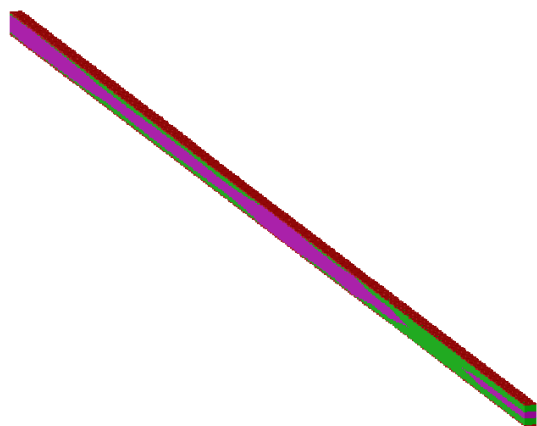
$$\text{Diluição Não Planejada} = \frac{\text{Altura de Corte Real} - \text{Altura de Corte Ideal}}{\text{Altura de Corte Ideal}} \quad (9D)$$

Da mesma forma, é possível utilizar o conceito de área, quando deseja-se assumir que a largura do veio é diferente da largura do corte.

APÊNDICE F

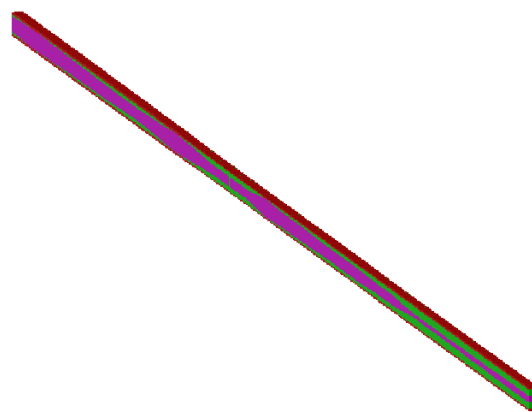
Para todas as faixas apresentadas neste apêndice, a cor magenta representa o veio, a cor verde representa a diluição planejada e vermelho representa a diluição não planejada.

Detonação 1



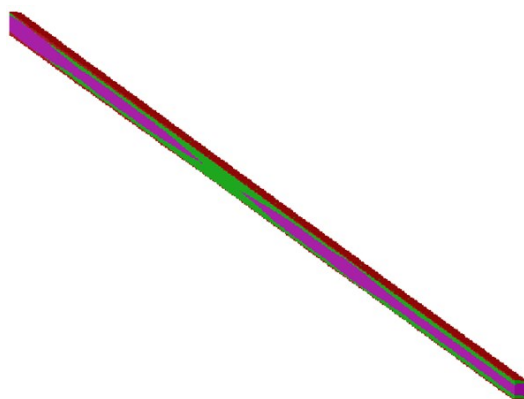
Teor [g/t]	Volume [m³]	Massa [t]	Ouro [g]
0	61	165	0
8	42	108	864
10	13	33	330
26	1	3	78
18	1	3	54
15	6	16	240
28	1	2	56
23	2	6	138
32	1	3	96
19	1	2	38
TOTAL	129	341	1894
Teor médio do veio [g/t]			10,76
Teor médio real [g/t]			5,55

Detonação 2



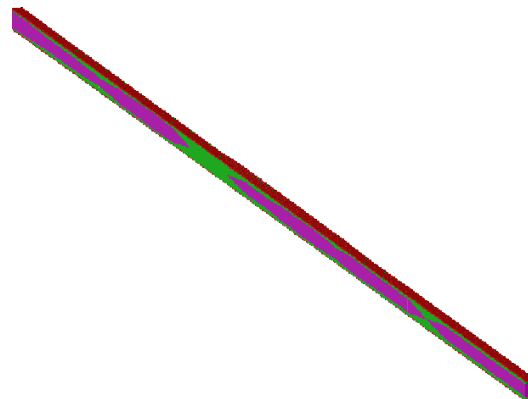
Teor [g/t]	Volume [m³]	Massa [t]	Ouro [g]
0	65	176	0
8	33	85	680
10	14	36	360
26	2	5	130
18	1	2	36
15	6	16	240
28	1	4	112
23	4	10	230
32	2	6	192
19	1	3	57
TOTAL	129	343	2037
Teor médio do veio [g/t]			12,20
Teor médio real [g/t]			5,94

Detonação 3



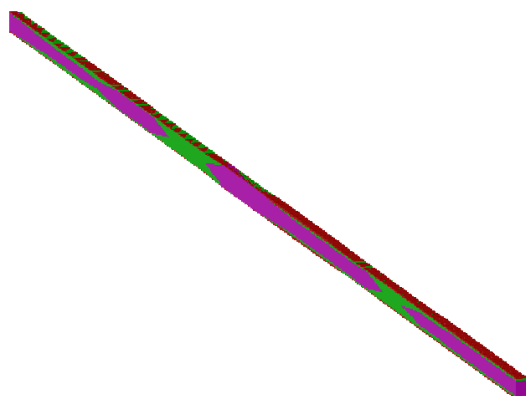
Teor [g/t]	Volume [m³]	Massa [t]	Ouro [g]
0	59	160	0
8	27	69	552
10	16	42	420
26	3	7	182
18	1	2	36
15	6	16	240
28	1	4	112
23	5	13	299
32	3	8	256
19	2	5	95
TOTAL	123	326	2192
Teor médio do veio [g/t]			13,20
Teor médio real [g/t]			6,72

Detonação 4



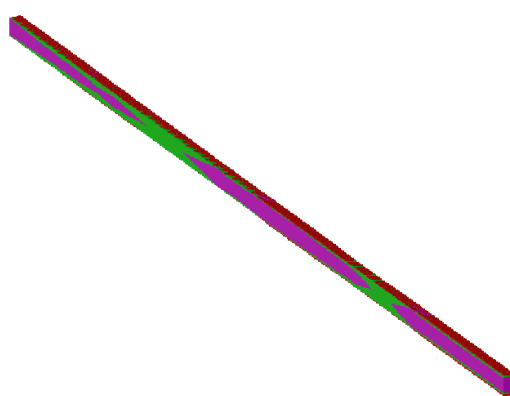
Teor [g/t]	Volume [m³]	Massa [t]	Ouro [g]
0	52	141	0
8	30	78	624
10	17	44	440
26	4	9	234
18	2	6	108
32	3	8	256
15	6	16	240
28	1	4	112
23	4	12	276
19	2	6	114
TOTAL	121	324	2404
Teor médio do veio [g/t]			13,14
Teor médio real [g/t]			7,42

Detonação 5



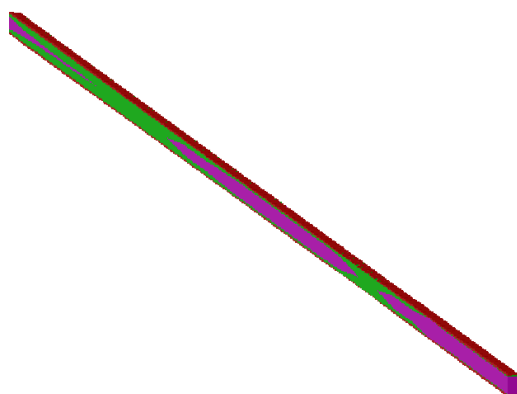
Teor [g/t]	Volume [m³]	Massa [t]	Ouro [g]
0	50	135	0
8	34	89	712
10	15	40	400
26	2	6	156
45	0	0	0
18	3	7	126
32	3	7	224
15	6	17	255
28	1	4	112
23	4	10	230
19	3	7	133
TOTAL	121	322	2348
Teor médio do veio [g/t]			12,56
Teor médio real [g/t]			7,29

Detonação 6



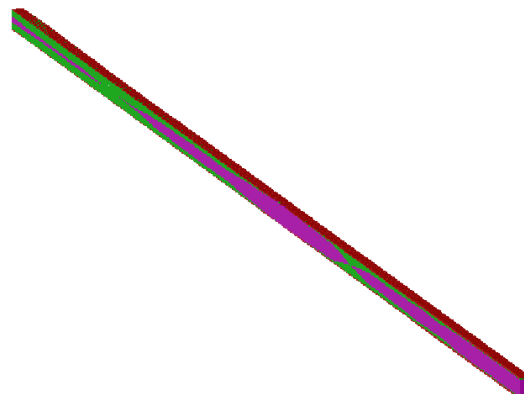
Teor [g/t]	Volume [m³]	Massa [t]	Ouro [g]
0	64	172	0
8	31	82	656
10	13	34	340
26	0	0	0
45	0	0	0
18	2	5	90
32	2	4	128
15	5	13	195
28	1	3	84
23	4	9	207
50	0	0	0
19	3	9	171
TOTAL	125	331	1871
Teor médio do veio [g/t]			11,77
Teor médio real [g/t]			5,65

Detonação 7



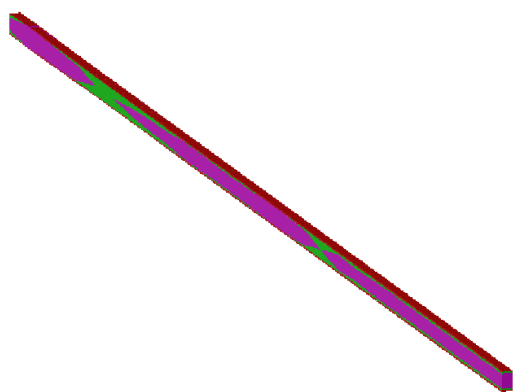
Teor [g/t]	Volume [m³]	Massa [t]	Ouro [g]
0	68	183	0
8	29	76	608
26	0	1	26
10	15	40	400
45	0	0	0
18	2	5	90
32	2	5	160
15	2	6	90
28	0	1	28
23	3	9	207
50	0	1	50
19	4	10	190
TOTAL	125	337	1849
Teor médio do veio [g/t]			12,01
Teor médio real [g/t]			5,49

Detonação 8



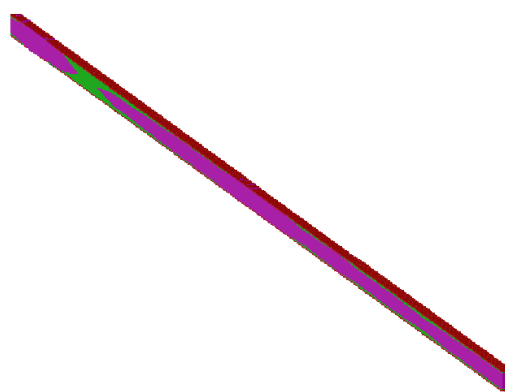
Teor [g/t]	Volume [m³]	Massa [t]	Ouro [g]
0	53	144	0
8	32	84	672
26	1	4	104
10	17	44	440
15	5	14	210
45	1	2	90
18	2	5	90
32	4	11	352
28	1	4	112
23	5	12	276
50	1	3	150
19	4	9	171
TOTAL	126	336	2667
Teor médio do veio [g/t]			13,89
Teor médio real [g/t]			7,94

Detonação 9



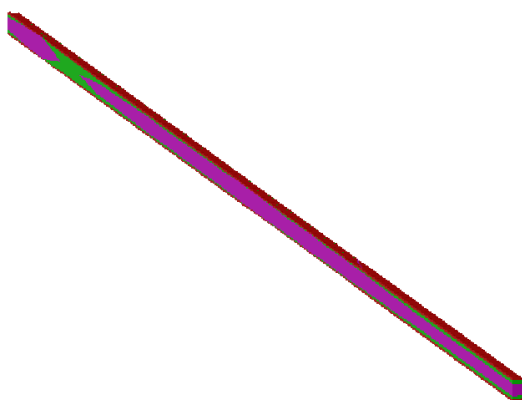
Teor [g/t]	Volume [m³]	Massa [t]	Ouro [g]
0	41	112	0
15	9	23	345
8	33	87	696
10	20	53	530
26	2	5	130
45	1	4	180
18	2	6	108
32	5	12	384
28	3	7	196
23	7	18	414
50	1	4	200
19	4	10	190
TOTAL	128	341	3373
Teor médio do veio [g/t]			14,73
Teor médio real [g/t]			9,89

Detonação 10



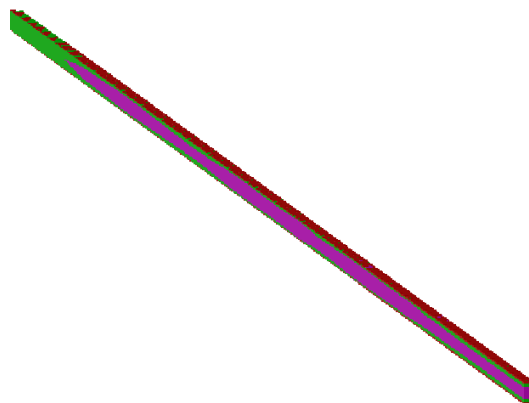
Teor [g/t]	Volume [m³]	Massa [t]	Ouro [g]
0	42	112	0
8	32	84	672
10	25	64	640
26	3	7	182
45	2	5	225
18	3	7	126
32	5	12	384
15	6	16	240
28	2	4	112
23	7	18	414
50	2	4	200
19	4	9	171
TOTAL	133	342	3366
Teor médio do veio [g/t]			14,63
Teor médio real [g/t]			9,84

Detonação 11



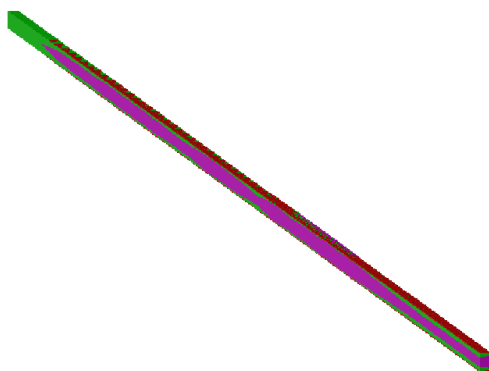
Teor [g/t]	Volume [m³]	Massa [t]	Ouro [g]
0	48	129	0
15	3	7	105
8	31	80	640
10	23	60	600
26	3	7	182
45	2	5	225
18	3	7	126
32	4	10	320
28	0	0	0
23	7	17	391
50	2	5	250
19	3	7	133
TOTAL	129	334	2972
Teor médio do veio [g/t]			14,50
Teor médio real [g/t]			8,90

Detonação 12



Teor [g/t]	Volume [m³]	Massa [t]	Ouro [g]
0	49	132	0
15	2	5	75
8	24	63	504
10	23	60	600
26	3	7	182
45	2	4	180
18	2	6	108
28	1	2	56
23	7	17	391
32	4	10	320
50	2	5	250
100	0	0	0
19	3	7	133
TOTAL	122	318	2799
Teor médio do veio [g/t]			15,05
Teor médio real [g/t]			8,80

Detonação 13



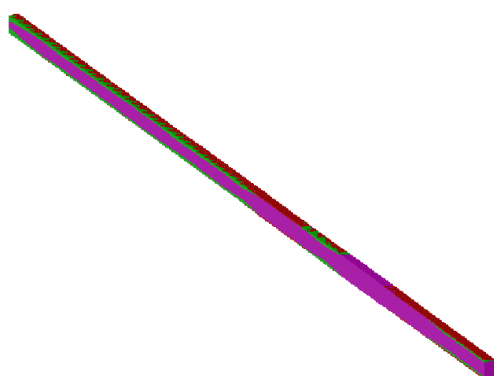
Teor [g/t]	Volume [m³]	Massa [t]	Ouro [g]
0	40	108	0
15	4	10	150
28	1	3	84
8	23	60	480
10	28	72	720
26	2	6	156
45	2	4	180
18	2	5	90
23	7	19	437
32	5	12	384
50	2	6	300
100	1	2	200
19	3	7	133
TOTAL	120	314	3314
Teor médio do veio [g/t]			16,09
Teor médio real [g/t]			10,55

Detonação 14



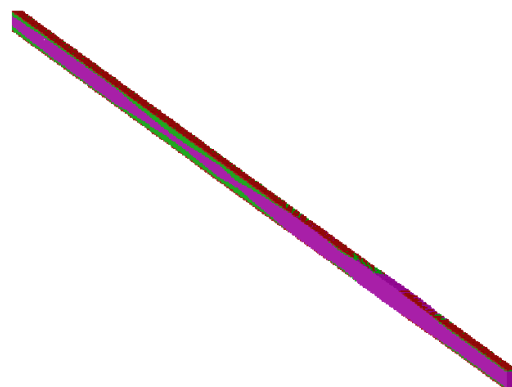
Teor [g/t]	Volume [m³]	Massa [t]	Ouro [g]
0	29	79	0
28	1	4	112
15	5	12	180
8	26	67	536
10	32	84	840
26	2	6	156
45	2	4	180
18	1	3	54
100	2	4	400
23	8	21	483
32	5	13	416
50	3	7	350
19	3	9	171
TOTAL	119	313	3878
Teor médio do veio [g/t]			16,57
Teor médio real [g/t]			12,39

Detonação 15



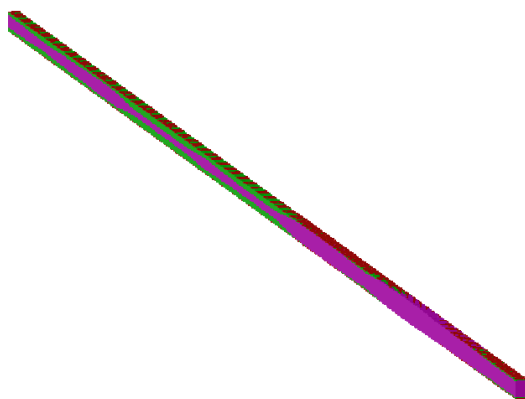
Teor [g/t]	Volume [m³]	Massa [t]	Ouro [g]
0	30	82	0
28	2	4	112
15	5	13	195
8	28	72	576
10	33	85	850
26	2	6	156
45	1	3	135
18	0	0	0
100	2	5	500
23	8	21	483
32	5	14	448
50	3	7	350
19	4	10	190
TOTAL	123	322	3995
Teor médio do veio [g/t]			16,65
Teor médio real [g/t]			12,41

Detonação 16



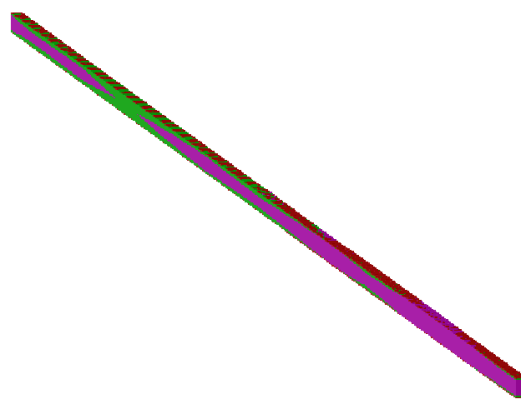
Teor [g/t]	Volume [m³]	Massa [t]	Ouro [g]
0	37	100	0
15	5	13	195
28	1	4	112
8	25	66	528
10	31	81	810
26	1	4	104
45	1	2	90
100	1	4	400
23	8	21	483
32	5	12	384
50	2	6	300
19	4	10	190
TOTAL	121	323	3596
Teor médio do veio [g/t]			16,13
Teor médio real [g/t]			11,13

Detonação 17



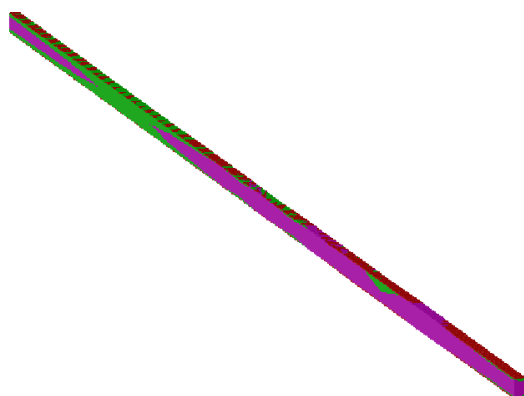
Teor [g/t]	Volume [m³]	Massa [t]	Ouro [g]
0	40	107	0
15	4	10	150
28	1	3	84
8	26	66	528
10	30	77	770
26	1	2	52
45	0	1	45
100	1	3	300
23	8	20	460
32	4	10	320
50	2	4	200
19	4	10	190
TOTAL	121	313	3099
Teor médio do veio [g/t]			15,04
Teor médio real [g/t]			9,90

Detonação 18



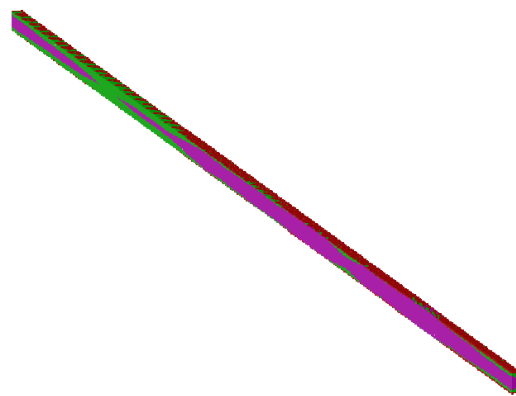
Teor [g/t]	Volume [m³]	Massa [t]	Ouro [g]
0	40	108	0
15	2	5	75
28	1	1	28
8	31	81	648
26	0	1	26
10	29	75	750
45	0	0	0
23	7	19	437
32	3	9	288
50	1	4	200
100	1	3	300
19	4	10	190
TOTAL	119	316	2942
Teor médio do veio [g/t]			14,14
Teor médio real [g/t]			9,31

Detonação 19



Teor [g/t]	Volume [m³]	Massa [t]	Ouro [g]
0	40	107	0
15	1	3	45
8	38	98	784
28	0	0	0
26	0	1	26
10	25	66	660
23	8	20	460
32	4	10	320
50	1	4	200
100	0	0	0
19	3	9	171
TOTAL	120	318	2666
Teor médio do veio [g/t]			12,64
Teor médio real [g/t]			8,38

Detonação 20



Teor [g/t]	Volume [m³]	Massa [t]	Ouro [g]
0	52	141	0
8	37	96	768
15	1	4	60
10	18	48	480
26	1	3	78
23	5	13	299
32	3	8	256
50	1	2	100
19	2	6	114
TOTAL	120	321	2155
Teor médio do veio [g/t]			11,97
Teor médio real [g/t]			6,71