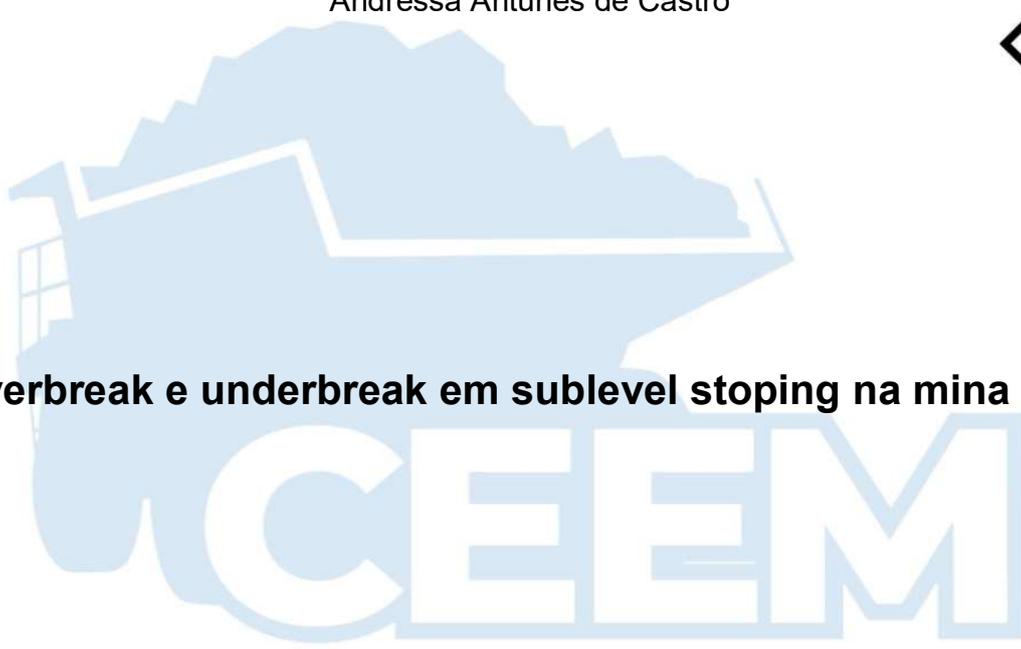




Universidade Federal de Alfenas (UNIFAL-MG), Campus de Poços de Caldas
Curso de Especialização em Engenharia de Mineral (CEEM)

Andressa Antunes de Castro

Overbreak e underbreak em sublevel stoping na mina Pilar



Poços de Caldas

2023



Andressa Antunes de castro

Overbreak e underbreak em sublevel stoping na mina Pilar

Trabalho de Conclusão de Curso (TCC) apresentado à Universidade Federal de Alfenas (UNIFAL-MG) como parte dos requisitos para a integralização do curso de Especialização em Engenharia de Mineral (CEEM).

Área de concentração: lavra

Orientador: Prof. Dr. Osvail André Quaglio

Poços de Caldas

2023



Sistema de Bibliotecas da Universidade Federal de Alfenas
Biblioteca Campus Poços de Caldas

Castro, Andressa Antunes de.

Overbreak e underbreak em sublevel stoping na mina Pilar / Andressa Antunes de Castro. - Poços de Caldas, MG, 2023.

55 f. : il. -

Orientador(a): . Osvail André Quaglio.

Trabalho de Conclusão de Curso (Especialização em Engenharia de Minas) - Universidade Federal de Alfenas, Poços de Caldas, MG, 2023.

Bibliografia.

1. Desmonte. 2. Mineração. 3. Overbreak. 4. Perfuração. 5. Underbreak.
I. Quaglio, . Osvail André , orient. II. Título.

Ficha gerada automaticamente com dados fornecidos pelo autor.





Andressa Antunes de Castro

Overbreak e underbreak em sublevel stoping na mina Pilar

A Banca examinadora abaixo-assinada aprova o Trabalho de Conclusão de Curso (TCC) apresentado à Universidade Federal de Alfenas (UNIFAL-MG) como parte dos requisitos para a integralização do curso de Especialização em Engenharia de Mineral (CEEM).

Área de concentração: lavra

Aprovada em: 05 de setembro de 2023

Orientador: Osvail André Quaglio

Instituição: Universidade Federal de Alfenas

Assinatura:

Examinador 1: Edmo da Cunha Rodovalho

Instituição: Universidade Federal de Alfenas

Assinatura:

Examinador 2: Luiz Carlos Rusilo

Instituição: Universidade Federal de Alfenas

Assinatura:



AGRADECIMENTOS

Sou grata a Deus pela inspiração e providências necessárias para realização deste trabalho.

Sou grata a minha família pelo apoio e ajuda, principalmente à minha tia Gleucimar por toda orientação.

Sou grata a empresa, principalmente a Juliana Cotrim, por todo apoio e suporte necessários para que este trabalho fosse concluído. Sou grata também a todo pessoal das equipes de planejamento de mina, geologia, geomêcnica, topografia e operação de mina por todas as informações, materiais, orientações disponibilizadas para agregar valor a este estudo.

Sou grata ao meu orientador professor Osvail pela disponibilidade de tempo e pela orientação.



“Ponho minha esperança no Senhor.
Minha alma tem confiança em sua palavra.
Minha alma espera pelo Senhor.
Porque junto ao senhor se acha a
misericórdia”
(Salmo 129)



LISTA DE FIGURAS

Figura 1 - Realce de lavra na mina Pilar	16
Figura 2 - Representação do <i>overbreak</i> e <i>underbreak</i> em um <i>stope</i> .	23
Figura 3 - Diferentes fórmulas para o cálculo da diluição	24
Figura 4 - Corte geológico da mina Pilar	27
Figura 5 - Mapa topográfico da mina Pilar	29
Figura 6 - Pontos de mapeamento em relação aos <i>stopes</i> de lavra do nível 470	31
Figura 7 - Simulação das famílias de descontinuidades no <i>stope</i> 9	32
Figura 8 - Projeto em <i>sublevel stoping</i> em leques	33
Figura 9 - Linha de <i>slot</i>	34
Figura 10 - Plano de perfuração para pilão do <i>slot</i>	35
Figura 11 – <i>Fandrill</i> modelo DL321	36
Figura 12 – <i>Fandrill</i> modelo DL230L	37
Figura 13 – Processo <i>stope reconciliation</i> para cubagem dos sólidos	39
Figura 14 - Mapa topográfico da região em estudo com respectivos <i>stopes</i>	41
Figura 15 - <i>Stope</i> 1	43
Figura 16 - <i>Stope</i> 2	44
Figura 17 - <i>Stope</i> 3	44
Figura 18 - <i>Stope</i> 4	45
Figura 19 - <i>Stope</i> 5	45
Figura 20 - <i>Stope</i> 6	46
Figura 21 - <i>Stope</i> 7	46
Figura 22 - <i>Stope</i> 8	47
Figura 23 - <i>Stope</i> 9	47
Figura 24 - <i>Stope</i> 10	48



LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Dip/Dip Direction das famílias de descontinuidades presentes na região	30
Tabela 2 – Informação de projeto	36
Tabela 3 - Fandril por stope	37
Tabela 4 - Massa e porcentagem de overbreak e underbreak.	42





LISTA DE ABREVIATURAS E SIGLAS

CLS	Clorita xisto
DS	Drifts/câmaras
FD	Fandril
GP	Galeria de produção
IS	Xisto intercalado
ITH	in-the-hole
Kg	Quilogramas
LH	Longhole
LP	Low profile
m	metros
ms	milissegundos
mg	miligrama
QSST	Quartzo-Sericita Talco-Xisto
RS	Rampa Secundária
RP	Rampa Principal
SRP	Step room and pilar
SH	Shorthole
TR	Travessa de acesso
UCS	Resistência a compressão uniaxial





SUMÁRIO	
1. INTRODUÇÃO	12
2. OBJETIVO	13
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	13
3.1. Sublevel Stopping	14
3.2. Perfuração	16
3.3. Desmonte	20
3.4. <i>Overbreak e underbreak</i>	21
3.5. Caracterização da mina Pilar	25
4. MATERIAIS E MÉTODOS	28
4.1. Dados geotécnicos	29
4.2. Projetos	32
4.3. Perfuração e desmonte	36
4.4. Cubagem	39
5. RESULTADO E DISCUSSÃO	41
6. CONCLUSÕES	49
REFERÊNCIAS	51
APÊNDICE A – Ilustrações complementares	54



RESUMO

Na mineração, em especial nas minas subterrâneas, a diluição é uma medida da perda de qualidade, principalmente teor, da rocha explotada no realce. A diluição planejada é associada ao estéril que se dispõe interiormente às fronteiras do realce definidas pelo projeto. Já a diluição operacional, *overbreak*, é associada ao estéril desmontado no realce e transportado com o minério e que não se dispunha internamente aos limites do realce planejado. *Underbreak* é a porção indesejável de rocha, contendo o mineral de interesse, que sobrou durante o processo de escavação, ou seja, o quanto se deixou de explotar em um realce ou galeria que estava previamente planejado. O objetivo deste trabalho é avaliar o impacto de *overbreak* e *underbreak* na recuperação de minério de uma mina subterrânea de ouro com método de lavra em *sublevel stoping*. Bem como buscar identificar fatores que possam contribuir para a geração de *overbreak* e/ou *underbreak* no contexto da mina em estudo. Para o desenvolvimento do trabalho foi realizado uma fundamentação teórica para o melhor conhecimento da realidade do empreendimento mineiro e complexidade do tema abordado. No cenário real, o estudo foi composto por avaliações *in loco* realizadas em uma mineradora na cidade de Pilar de Goiás, Goiás, Brasil. Foram utilizados parâmetros constitutivos reais de *overbreak* e *underbreak* obtidos pela autora, em seu ambiente de trabalho. Foram analisados dez *stopes* executados pelo método de lavra *sublevel stoping*, além de identificar fatores que contribuíram para a ocorrência de *overbreak* e *underbreak* no cenário analisado. Como resultado, percebeu-se a ocorrência de *overbreak* e *underbreak* simultaneamente em um mesmo *stope*, além de que a referida empresa ficou dentro dos parâmetros estabelecidos de *overbreak*, sendo seu maior gargalo atualmente o *underbreak*. Conclui-se que o *overbreak*, na mina Pilar, está atendendo aos parâmetros estabelecidos, máximo, 20%. O *underbreak* é um problema a ser solucionado pela empresa, visto que está excedendo o limite de 10% o que causa impacto na recuperação, além de impacto financeiro. Apesar do gargalo encontrado, a recuperação da mina Pilar apresenta resultados satisfatórios, em torno de 80%.

Palavras-chave: desmonte, mineração, *overbreak*, perfuração, *underbreak*.





ABSTRACT

In mining, especially in underground mines, dilution is a measure of the loss of quality, mainly content, of the rock exploited in the enhancement. The planned dilution is associated with the overburden that is placed inside the boundaries of the enhancement defined by the project. On the other hand, operational dilution, overbreak, is associated with overburden dismantled in the enhancement and transported with the ore and which was not available internally within the limits of the planned enhancement. Underbreak is the undesirable portion of rock, containing the mineral of interest, that was left over during the excavation process, that is, how much was left unexploited in an enhancement or gallery that was previously planned. The objective of this work is to evaluate the impact of overbreak and underbreak on the recovery of ore from an underground gold mine with a sublevel stoping mining method. As well as seeking to identify factors that may contribute to the generation of overbreak and/or underbreak in the context of the mine under study. For the development of the work, a theoretical foundation was carried out to better understand the reality of the mining enterprise and the complexity of the topic addressed. In the real scenario, the study consisted of on-site evaluations carried out in a mining company in the city of Pilar de Goiás, Goiás, Brazil. Real constitutive parameters of overbreak and underbreak obtained by the author in her work environment were used. Ten stopes performed using the sublevel stoping mining method were analyzed, in addition to identifying factors that contributed to the occurrence of overbreak and underbreak in the analyzed scenario. As a result, the occurrence of overbreak and underbreak simultaneously in the same stope was noticed, in addition to that said company was within the established parameters of overbreak, and its biggest bottleneck is currently the underbreak. It is concluded that the overbreak, at the Pilar mine, is meeting the established parameters, a maximum of 20%. The underbreak is a problem to be solved by the company, since it is exceeding the 10% limit, which has an impact on the recovery, in addition to the financial impact. Despite the bottleneck found, the recovery of the Pilar mine presents satisfactory results, around 80%.

Keywords: blasting, mining, overbreak, drilling, underbreak.



1. INTRODUÇÃO

A escolha do método de lavra mais adequado segundo o corpo mineralizado é de fundamental importância para o sucesso do empreendimento mineiro, visto que influencia na eficiência da extração, nos custos operacionais e no máximo aproveitamento dos recursos minerais.

Um depósito pode ser formado por mais de um corpo mineralizado, estes separados por rocha estéril. O corpo de minério pode assumir espessuras e formas variadas como, lentes, tubulares, colunares, veios, isométricos, influenciando diretamente no método de lavra (CURI, 2017).

Os métodos de lavra subterrânea, de maneira básica, são classificados em duas grandes classes. A primeira reúne métodos de lavra, que induzem o abatimento do maciço rochoso e são denominados métodos por abatimento. A segunda reúne os métodos de lavra, que se caracterizam pela estabilização do maciço rochoso, por meio de suportes, sendo denominados métodos suportados (CHARBEL, 2015). O *sublevel stoping* é classificado como método com suporte natural.

A base do ciclo de operação de uma mina constitui-se por perfuração, desmonte, carregamento e transporte do material lavrado. Para a lavra subterrânea algumas etapas adicionais são necessárias, como, por exemplo, o suporte das paredes do maciço rochoso e a ventilação da mina para garantir a segurança dos trabalhadores, bem como o bom funcionamento do ciclo de produção.

É importante que as etapas de perfuração e desmonte sejam executadas de maneira adequada, evitando a geração de material em uma quantidade maior do que a prevista no plano de desmonte (ANDRADE, 2021).

A diluição operacional, também conhecida como *overbreak* é um índice importante ao que se refere a economicidade de uma mina. O *overbreak* e o *underbreak* causam impactos significativos no fluxo de caixa da empresa.

Segundo Oliveira (2012) o *overbreak* pode ser causado por pouco conhecimento do comportamento mecânico da rocha, dimensionamento incorreto do plano de fogo e



dificuldades operacionais na execução do projeto. Já o *underbreak* pode estar relacionado ao desmonte mal dimensionado, qualidade da perfuração e resistência da rocha a ser lavrada.

De acordo com Curi (2017) fatores como mergulho do minério, fraturas, descontinuidades, intercalações, laminações, resistência e coesão da rocha influenciam no processo de fragmentação do maciço rochoso. Propriedades mecânicas e físicas do maciço, como resistência a tração e a compressão, dureza entre outros parâmetros deve ser considerados para escolha do método de perfuração e desmonte mais adequado.

2. OBJETIVO

O presente estudo tem por objetivo avaliar o impacto do *overbreak* e *underbreak* na recuperação de minério de uma mina subterrânea de ouro com método de lavra em *sublevel stoping*. Bem como buscar identificar fatores que possam contribuir para a geração de *overbreak* e/ou *underbreak* no contexto da mina em estudo.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Os túneis subterrâneos destinam-se a explorar depósitos minerais profundos e que não podem ser extraídos por métodos de mineração de superfície. São túneis com seção transversal reduzida, e durante a vida útil de uma mina, seus comprimentos podem totalizar centenas de quilômetros (TATIYA, 2013).

O acesso a depósitos minerais torna-se mais difícil nas minas subterrâneas (SILVA, 2014), os níveis de lavra cada vez mais profundos exigem mais caminhões e mais tempo de transporte devido ao aumento das distâncias.

A lavra ou exploração corresponde à aplicação de formas de trabalho necessários ao aproveitamento econômico da jazida, englobando as operações unitárias de perfuração, desmonte, carregamento e transporte, o que possibilita a desejável exploração econômica e segura do minério (CURI, 2017).



As várias escavações realizadas possuem diferentes papéis na extração de minério; rampas, painéis de lavra, galerias de transporte, travessas e poços de ventilação constituem uma mina subterrânea em operação. Estas aberturas são estabelecidas no corpo mineral ou na rocha matriz perto dos limites da jazida e são posteriormente eliminadas pela operação de lavra após a retirada do minério (BRADY *et al*, 2005).

Para Curi (2017) manter a estabilidade das escavações no minério e no estéril é muito importante, essa estabilidade é a capacidade do maciço rochoso de resistir a uma abertura e não colapsar, por determinado tempo.

As rochas são mais fracas sob tensão do que sob compressão, as ondas de tensão causam mais fraturas no maciço rochoso. A fratura ou fragmentação desejada ocorrerá quando houver carga adequada e o maciço rochoso submetido a esse fenômeno estiver livre das descontinuidades naturais, como fraturas e juntas (TATIYA, 2013).

Uma série de técnicas podem fragmentar a rocha, mas o destaque entre elas é a perfuração e a detonação com o uso de explosivos (TATIYA, 2013). Para desalojar o corpo mineralizado do seu maciço rochoso, faz-se uso de brocas, explosivos e técnicas de desmonte adequadas.

3.1. Sublevel Stoping

O método de lavra a ser utilizado é um dos principais fatores a serem levados em consideração dentro da mineração, pois, permite a análise da economicidade da mina e os impactos diretos do empreendimento mineral (FERRAZ, 2022).

O método de lavra *Sublevel Stoping* resume-se a abertura de um grande realce resultante da utilização de explosivos em perfurações realizadas em subníveis desenvolvidos no corpo mineral ou em seus contatos, capa e lapa (FRAGA, 2020). Busca-se realizar o desmonte de forma que a largura do realce corresponda a potência do corpo mineralizado.

Segundo Ferraz (2022) este método caracteriza-se usualmente por ser ascendente e verticalizado, e aplica-se onde tanto a minério quanto a rocha encaixante são



competentes e de alta inclinação (mergulho maior que 45°), considerando que após o desmonte não é utilizado suporte nos realces que são deixados.

Para evitar a presença de trabalhadores ou maquinário dentro do realce aberto, geralmente desenvolve-se *draw points* ou pontos de carregamento, nos quais é realizada a retomada do minério desmontado. No entanto, existem operações no Brasil que utilizam a mesma galeria do subnível, onde se realiza a operação de perfuração e desmonte como galeria de transporte. Isso foi possível com o avanço na tecnologia das LHDs, que podem ser controladas remotamente (OLIVEIRA, 2012).

Nos subníveis o corpo de minério é dividido em *stopes* (realces) onde são realizadas longas perfurações em leques ou paralelas, com furos inclinados e/ou verticais. São deixados Pilares verticais (*rib pillars*) entre *stopes* e pilares horizontais (*sill pillars*) entre subníveis.

O tamanho do realce depende, do ponto de vista geomecânico, das resistências das rochas encaixantes e do próprio corpo do minério; deve-se considerar também o aspecto financeiro, da recuperação mineral e dos custos associados, principalmente referentes ao desenvolvimento necessário (OLIVEIRA, 2012).

Oliveira (2012) mostra que como todo método de lavra o *Sublevel Stopping* apresenta vantagens e desvantagens na sua utilização, entre as principais vantagens estão a produtividade moderada a alta, diluição moderada, recuperação boa (cerca de 75%). Em desvantagem, grandes desmontes podem causar vibrações significativas e dano estrutural; além de requerer perfuração precisa com desvios menores que 2%.

A figura 1 mostra um realce de lavra executado na mina Pilar pelo método *sublevel stopping* com perfuração ascendente e em leque.

Figura 1 - Realce de lavra na mina Pilar.



Fonte: autoria própria (2023).

3.2. Perfuração

Um fator importante para o sucesso de um desmonte com explosivos é a perfuração de rocha. A perfuração incorreta do maciço rochoso pode ocasionar problemas como, ultralançamento, excesso ou pouco volume de carga em certas áreas do maciço, vibrações, matacão e ruídos (QUAGLIO, 2003).



Aplica-se o explosivo na rocha mediante furos de perfuração, conhecidos como *shortholes*, *blastholes*, *longholes*, *big blastholes*, dependendo de seu comprimento e diâmetro. A perfuração é realizada através dos mecanismos de percussão adequados, onde com a correta pressão de alimentação ocorre a penetração do bit na interface bit-rocha em cada movimento da broca (CORDOVA, 2016).

O sistema de perfuração é uma parte importante das operações de lavra e contribui para eficácia do desmonte. A coluna de perfuração é composta por coroa, luva, haste e punhos. As roscas permitem o acoplamento das diferentes partes entre si; as luvas são elementos de ligação.

As hastes precisam estar retas, sem empenos e devem ter as roscas em boas condições; ao mudar uma haste, por estar com rosca gasta, deve-se trocar também a luva, visto que rosca nova sobre rosca gasta não possuem longa duração (FELIX *et al*, 2009).

Para Cordova (2016) o diâmetro mínimo de perfuração, o comprimento máximo dos furos e a precisão desejada, determinam o tipo de configuração de perfuração mais adequada para cada aplicação. A perfuração de furos longos pode ser realizada por perfuratrizes com martelo do tipo *top-hammer* ou do tipo *in-the-hole* (ITH). A produção *top-hammer* varia desde 51 mm até 127 mm de diâmetro, com o comprimento máximo de 50 m, devido ao peso da coluna de perfuração e capacidade de armazenamento das barras de perfuração. No entanto, geralmente o comprimento dos furos é menor que 35 m, devido a limitações na precisão da perfuração dos furos. Já na perfuração ITH os diâmetros utilizados variam de 85 mm até 215 mm, com furos acima de 60 m de comprimento.

Para remover os fragmentos de rocha, refrigerar os elementos de perfuração e diminuir a poeira gerada faz-se necessário a limpeza do furo com água durante a perfuração (VILLAESCUSA, 2014). Esse processo contribui para melhores condições de trabalho e para prolongar a vida útil das ferramentas de perfuração.

Devido à presença de furos relativamente longos, existe a necessidade de uma boa precisão e eficiência de perfuração. Dependendo das condições do maciço rochoso e da geometria das câmaras, a perfuração em leques pode necessitar de furos ascendentes,



descendentes, leques laterais, leques omnidirecionais de 360°, inclinados ou no mesmo plano vertical de giro (CORDOVA, 2016). A variedade de configurações de perfuração visa garantir adequada fragmentação da rocha e otimizar o processo de desmonte.

Fraturas, falhas, dobras, descontinuidades, planos de acamamento, entre outros, são aspectos da geologia estrutural que possuem grande influência na perfurabilidade das rochas, afetando a limpeza e o desvio dos furos. Há uma grande tendência em rochas fraturadas de escape do ar de limpeza do furo pelas fendas das rochas, diminuindo a taxa de penetração e causando o aprisionamento das ferramentas de perfuração no furo (FELIX *et al*, 2009).

É importante conhecer as propriedades da rocha para utilizar efetivamente as perforatrizes e seus acessórios, sendo

A abrasividade descreve a capacidade dos fragmentos de rocha de desgastar as brocas. Rocha composta essencialmente por quartzo é muito abrasiva; Dureza – a resistência à penetração por uma ferramenta pontiaguda; Textura de rocha – grãos angulares são mais abrasivos que os redondos; Tenacidade – a resistência da massa à separação de peças dela, a capacidade de sofrer considerável deformação plástica até o momento da ruptura; Elasticidade ou resiliência – a resistência ao impacto que pode ser vista quando uma ferramenta rebate; A rocha quebradiça é bastante dura, fácil de esmagar, e os pedaços se separam da massa ao longo de numerosas rachaduras; A rocha forte tem alta resistência à penetração de uma ferramenta e à separação de peças da massa; Rochas mais porosas, com baixa resistência ao esmagamento são mais fáceis de perfurar; e as rochas polimineriais, como o granito, devido à sua heterogeneidade são mais abrasivas (TATIYA, 2013, p. 111).

Normalmente, podem ocorrer desvios durante a perfuração, que estão relacionados as características da rocha, aos equipamentos utilizados para perfuração, bem como a condição destes equipamentos e aos cuidados no decorrer da operação.

Conforme Quaglio (2003) o erro de emboque do furo acontece devido a irregularidades superficiais da rocha ou à dificuldade de posicionamento do equipamento de perfuração, fazendo com que o furo não seja embocado conforme o planejado. No entanto, embocar um furo errado pode ocorrer também por falha do operador ou desalinhamento da lança.

Quando os furos não são embocados conforme planejado podem ocorrer desvios no furo aproximando ou afastando-os, furos muito afastados dificulta a fragmentação da



rocha e há risco gerar matacão. Por outro lado, furos muito próximos apresentam a possibilidade de detonação por “simpatia”.

Propriedades estruturais como falhas, junções, xistosidade, tipos de contato entre as rochas e mergulho influenciam na força estrutural do material rochoso e, conseqüentemente, afeta a precisão do furo e penetração da broca (FELIX *et al*, 2009). Esses elementos estruturais podem causar variações na resistência e na coesão da rocha, impactando diretamente na eficácia da perfuração e no desempenho do desmonte.

A dificuldade em manter o equipamento rigorosamente de acordo com a direção prevista do furo acarreta erro de alinhamento. Este erro é influenciado pela estrutura da rocha, como planos de xistosidade, juntas, falhas (QUAGLIO, 2003). O conhecimento e a consideração das características estruturais do maciço rochoso são cruciais para minimizar tais desvios e otimizar o processo de perfuração.

O erro de deflexão ocorre devido à tendência de a coluna de perfuração fletir no interior do furo. A flexão pode se originar de falta de rigidez da coluna quando o diâmetro da coroa é bem maior do que o diâmetro das hastes empregadas (QUAGLIO, 2003).

Quando há desvio direcional ou na inclinação do furo, há a possibilidade de que dois furos se interceptem, o que pode causar acúmulo de explosivo em determinados locais e carga insuficiente em outros.

De acordo com Quaglio (2003) os desvios na perfuração também podem estar relacionados a problemas na perfuratriz, tais como, folga entre o berço de fixação da perfuratriz e o mastro, folga nos pinos de fixação dos cilindros dos movimentos frontal e lateral do mastro, folga por desgaste das guias do mastro, folga nos pinos de fixação dos cilindros de posicionamento da lança, problemas na válvula de acionamento do sistema hidráulico, vazamento no cilindro; freios e esteiras com defeito ou mal regulados, posicionamento incorreto da carreta de perfuração trazendo instabilidade ao conjunto.

Há uma série de fatores que influenciam diretamente na qualidade da perfuração e, conseqüentemente, na eficiência do desmonte; deve-se buscar minimizar e mitigar os efeitos destes fatores na perfuração de rocha.



3.3. Desmonte

Em minas subterrâneas em todo o mundo, a perfuração e detonação é o método mais comumente utilizado para escavar material valioso, relativamente barata, esta técnica oferece alta flexibilidade de operações. No entanto, existem alguns problemas importantes a serem superados, como o dimensionamento adequado deste processo para prevenir *overbreak* e *underbreak* (WROBLEWSKI et al, 2022).

Cada sequência de detonação pode influenciar negativamente a estabilidade do túnel ou induzir abalos sísmicos. Especialmente em minas profundas, existe uma convergência de túneis de minas que devem ser monitorados regularmente (WROBLEWSKI et al, 2022). Esse monitoramento contínuo é importante para identificar quaisquer sinais de instabilidade e tomar as medidas apropriadas.

Na mineração os processos de carregamento, transporte, britagem e moagem são diretamente afetados pelo desmonte de rocha, no que diz respeito ao grau de fragmentação do material.

Cada explosivo possui propriedades específicas ou características que exercem influência direta em algumas de suas propriedades. Na escolha do explosivo adequado, deve-se considerar a força com que a energia é liberada por unidade de peso ou por volume de um explosivo, possuindo a alta resistência necessária para quebrar rochas duras. A velocidade de detonação do explosivo varia de 1.500 a 6.700 m/s; quanto maior o diâmetro, maior é a velocidade de detonação (TATIYA, 2013).

Propriedades como densidade, velocidade e pressão de detonação, temperatura e energia disponível são algumas importantes propriedades dos explosivos que devem ser consideradas para o desmonte de rochas.

As descontinuidades podem contribuir para desvios nos furos. Falhas e bolsões de ar dentro do maciço podem ocasionar a percolação do explosivo pelos seus interstícios, gerando excesso de explosivo em certas áreas do maciço, resultando em queda na qualidade e segurança do desmonte de rocha. Furos coincidindo com os furos vizinhos ou próximos a estes causam iniciação simultânea de furos que deveriam ser iniciados





individualmente, levando à perda da sequência de detonação e à redução do desempenho do explosivo (QUAGLIO, 2003).

Ao projetar uma detonação, o ponto de partida precisa ser a definição de objetivos ou requisitos claros para essa detonação. Esses objetivos devem ser mensuráveis ou quantificáveis, visando minimizar *overbreak* e alcançar as metas de produtividade no carregamento e manuseio, manter a disponibilidade consistente do ponto de extração e garantir o desempenho eficiente da passagem do minério (ONEDERRA; CHITOMBO, 2007).

A produtividade e os custos das operações são comprometidos quando as operações perfuração e detonação não combinam adequadamente, resultando em fragmentação inadequada da rocha, maior consumo de explosivos, atrasos na produção e potencial aumento nos custos de desmonte e carregamento.

3.4. *Overbreak e underbreak*

Segundo Curi (2017) um bom método de lavra maximiza a recuperação em termos de volume e teor de minério, minimizando a diluição. A necessidade de abandonar pilares nas aberturas resulta na diminuição da taxa geral de recuperação na lavra. Uma taxa de cerca de 80% representa uma recuperação ótima da reserva geológica.

Pode-se dizer que a diluição é uma medida da perda de qualidade, teor principalmente, da rocha explotada no realce. A diluição planejada está associada ao estéril que se dispõe interiormente às fronteiras do realce definidas pelo projeto. Já a diluição operacional está associada ao estéril desmontado no realce e transportado com o minério, que não se dispunha dentro aos limites do realce planejado (OLIVEIRA, 2012).

A diluição operacional é uma diluição não planejada também chamada de *overbreak* e representa o material que sai dos limites de projeto; representa a quebra extra, sobrequebra, do maciço rochoso gerada pelo desmonte. O *overbreak* tem origens nas instabilidades das superfícies do realce, nas descontinuidades induzidas pelo desmonte e nas características intrínsecas ao maciço rochoso (OLIVEIRA, 2012). Além disso, há a



influência de erros na perfuração e no correto dimensionamento do plano de fogo, bem como dificuldades operacionais na execução do planejado.

Underbreak é a porção indesejável de rocha que sobrou durante o processo de escavação, ou seja, o quanto se deixou de quebrar em um realce ou galeria que estava previamente planejado (MAERZ; IBARRA; FRANKLIN, 1996).

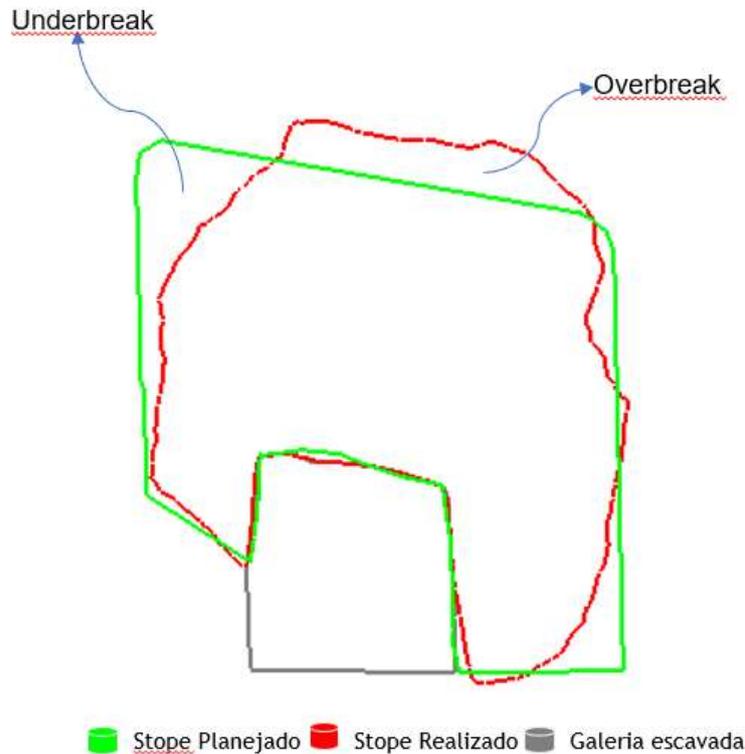
O *underbreak* é o desmonte de um volume inferior ao planejado que ocasiona a perda de minério e, conseqüentemente, reduz a recuperação (OLIVEIRA, 2012). Isso pode ocorrer devido a diversos fatores, como variações na resistência do maciço rochoso, problemas na execução do desmonte, falhas no dimensionamento do plano de fogo ou até mesmo a utilização inadequada de explosivos, resultando em uma fragmentação incompleta da rocha.

Alguns dos fatores mais comuns associados ao surgimento de *underbreak* são a elevada resistência da rocha ou até mesmo complicações no dimensionamento de explosivos utilizados no desmonte (FERRAZ, 2022).

Para Oliveira (2012) o *underbreak* causa efeitos significativos na receita do empreendimento mineiro. No entanto, suas implicações na estabilidade das escavações podem ser desconsideradas. Já o *overbreak* tem impactos diretos na mineração, principalmente no seu fluxo de caixa. A diluição total gera uma quantidade adicional de rocha que deve ser carregada, transportada e incluída em todas as etapas do beneficiamento mineral. O *overbreak* reduz radicalmente o teor esperado do minério, podendo afetar, inclusive, o tempo de vida de uma mina.

A figura 2 mostra uma seção de um realce de lavra, na qual o contorno em verde representa o *stope* planejado, e o contorno em vermelho representa o *stope* executado. A parte do contorno executado que excede o limite planejado é denominado de *overbreak*. Já nos locais onde o contorno do *stope* realizado não chega ao limite do contorno planejado têm-se o *underbreak*.

Figura 2 - Representação do *overbreak* e *underbreak* em um *stope*.



Fonte: autoria própria (2023).

Historicamente, a diluição não planejada, *overbreak*, pode ser calculada de diversas formas, em função da informação usada para o cálculo e, em geral, é expressa em porcentagem. Uma pesquisa, realizada em 22 minas canadenses, identificou nove formas distintas de cálculo para a diluição em questão (PAKALNIS, 1986).

A figura 3 apresenta as fórmulas identificadas no estudo realizado nas minas canadenses.

Figura 3 - Diferentes fórmulas para o cálculo da diluição.

$$\text{Diluição} = \left(\frac{\text{Massa de estéril deslocada}}{\text{Massa de minério contida no realce planejado}} \right)$$

$$\text{Diluição} = \left(\frac{\text{Massa de estéril deslocada}}{\text{Massa de rocha presente no realce planejado} + \text{Massa de estéril deslocada}} \right)$$

$$\text{Diluição} = \left(\frac{\text{Teor } in\ situ\ no\ minério\ do\ furo\ de\ sonda}{\text{Teor da amostra coletada nos pontos de carregamento}} \right)$$

$$\text{Diluição} = \left(\frac{\text{Teor } in\ situ\ estimado\ da\ reserva}{\text{Teor da amostra coletada na descarga do moinho}} \right)$$

$$\text{Diluição} = \left(\frac{\text{Massa de rocha carregada} - \text{Massa de rocha desmontada}}{\text{Massa de rocha desmontada}} \right)$$

Diluição = Diferença entre a massa de enchimento colocada e a planejada

Diluição = Diferença entre a diluição observada em campo e a esperada

$$\text{Diluição} = \left(\frac{\text{Soma da metragem de deslocamentos na capa e na lapa}}{\text{Largura do corpo de minério}} \right)$$

$$\text{Diluição} = \left(\frac{\text{Massa carregada do realce}}{\text{Massa planejada do realce}} \right)$$

Fonte: adaptado de CHARBEL (2015, p. 6).

A medida do overbreak, no Brasil, é geralmente realizada por dois métodos diferentes. O primeiro utiliza o mapeamento topográfico de seções do realce, realizado imediatamente após um avanço, e o segundo por meio de escâner a laser, capaz de mapear todas as superfícies do realce. Neste caso, o processo é realizado após sua exaustão e antes da operação de enchimento, quando ocorre (OLIVEIRA, 2012).

Os dados gerados são transferidos para *softwares* e tratados pela equipe topográfica. Posteriormente, os cálculos de *overbreak* e *undebreak* são realizados pela equipe de planejamento, utilizando programas como *datamine*, *deswik*, entre outros.



3.5. Caracterização da mina Pilar

As operações da mina Pilar estão localizadas no centro norte do estado de Goiás, na região central do Brasil. A exploração e mineração de ouro na região de Pilar de Goiás têm uma longa história, iniciada na primeira metade do século XVIII.

Com operação unicamente subterrânea a mina Pilar de Goiás utiliza o método de lavra câmaras e pilares adaptados, este foi sendo adaptado ao longo dos anos conforme a necessidade de produção e particularidades da mina. Os métodos de lavra utilizados incluem *longhole* (LH), *step room and pillar* (SRP) e *sublevel open stopping*, sendo todos apropriados para o depósito (MOORE; MICHAUD; HAMPTON, 2016).

Inicialmente a mina foi projetada para operação de lavra com *longhole*, após a fase experimental tornou-se evidente que o método seria incapaz de atender a produção. Posteriormente foram realizados testes e começou-se a usar o método *step room and pillar* (SRP). Ainda segundo Moore; Michaud; Hampton (2016) a empresa adquiriu equipamentos *low profile* (LP), e adaptou o método para utilizar equipamentos padrão e *low profile*.

As principais estruturas de produção da mina são: rampa principal (RP), travessas de acesso ao corpo (TR), rampa secundária (RS), galerias de produção (GP), câmaras/*drifts* (DS) e *realce/stope* de Lavra (MOORE; MICHAUD; HAMPTON, 2016).

Com base em Herrera (2019) as rampas principais possuem seção com teto chanfrado ou *shanty back* conforme o mergulho da foliação de 4,5 × 5,0 m, são desenvolvidas no *footwall* (lapa) do minério. Das rampas saem travessas para acesso ao corpo mineralizado. Nas rampas são instaladas as infraestruturas de bombeamento e subestações elétricas. Para aproveitar o rendimento máximo dos equipamentos de transporte a declividade destas rampas não excedem 15%.

Rampas secundárias (RS) têm seção com teto chanfrado conforme o mergulho da foliação de 4,5 × 5,0 m e declividade de 15%. As RS são desenvolvidas no interior do corpo de minério e servem como galerias de transporte para o minério retirado de dentro do *realce* através das câmaras ou galerias de produção (HERRERA, 2019).



De acordo com Moore *et al* (2016) a mineralização na mina Pilar ocorre em três corpos mineralizados, HG1, HG2, HG3. O corpo principal e mais contínuo na mina é o HG1, no qual a mineralização está alojada por contato basal entre xisto carbonoso intercalado com clorita xisto, apresenta intensa silicificação e sulfetação, sendo a arsenopirita o principal sulfeto. O corpo intermediário, HG2, possui volume similar ao HG1, porém com menor teor de minério. A zona é controlada principalmente por veios de quartzo contidos em clorita xisto. Por fim, HG3 é o corpo mais superficial, descontínuo e de menor volume na jazida de Pilar, com teor médio similar ao HG2.

As câmaras ou *drifts* têm seção com teto chanfrado conforme o mergulho da foliação de 3,5 × 2,3 m do lado baixo, são desenvolvidas com o *hangwall* (capa) do minério encaixado no lado baixo, para o corpo HG1. Já para o HG2 os *drifts* têm seção quadrada com 4,5 × 4,5 m. Os realces de lavra são feitos por dois métodos atualmente, dependendo do corpo mineralizado; no corpo HG1 utiliza-se lavra por *shorthole* (SH), já no HG2 a lavra é feita por *sublevel stoping*. O método de lavra *shorthole, low profile*, para corpos inclinados e adaptado segundo certas restrições de projeto para veios de espessuras entre 1,5 e 3 m e inclinações entre 15° e 20° (HERRERA, 2019).

Ainda segundo o estudo de Herrera (2019) na caracterização geomecânica da mina Pilar a deformação rúptil manifesta-se diferenciadamente em função da litologia, CLS: clorita xisto; IS: xisto Intercalado alojando no veio mineralizado; QSST: *footwall*. Nos xistos intercalados, que são rochas com valores de resistência a compressão uniaxial (UCS) entre 103 e 145 MPa, a deformação caracteriza-se por planos inclinados e ondulados preenchidos por quartzo e com evidente continuidade entre as galerias. Nas unidades menos resistentes no *footwall*, com valores UCS variando entre 77 e 55 MPa, são caracterizadas por dobras assimétricas de escala de centímetros e laminações milimétricas.

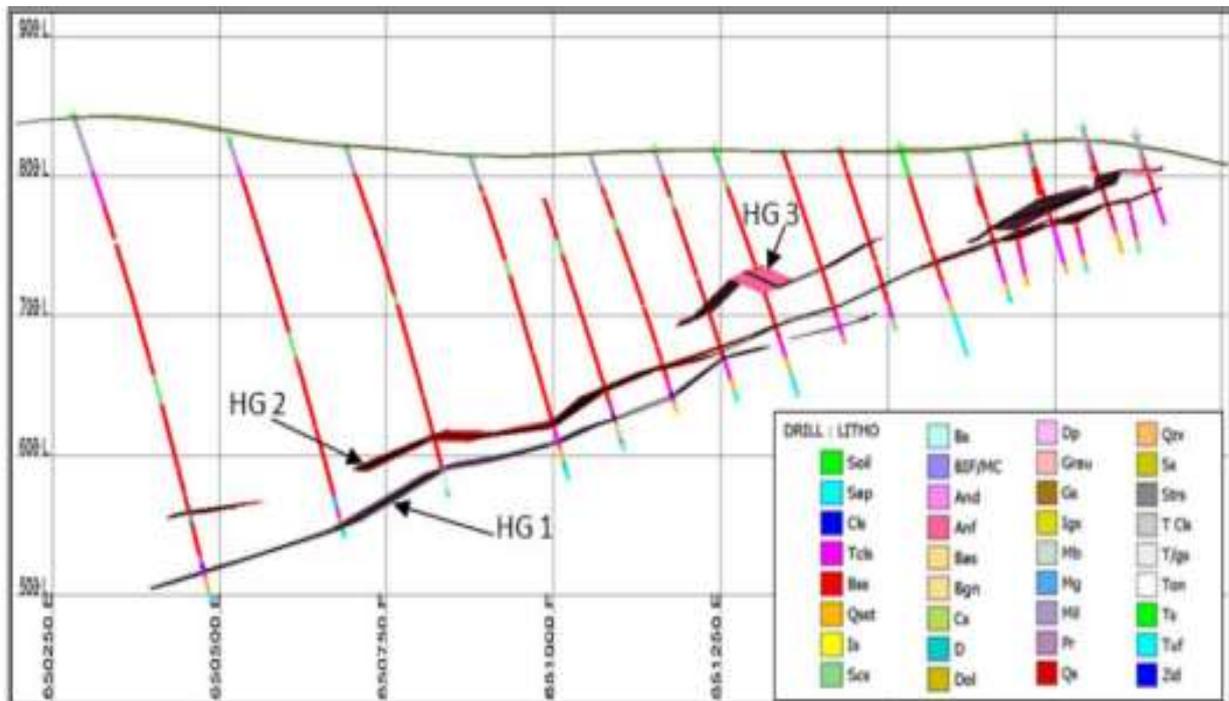
Segundo Herrera (2019) o xisto intercalo (IS) é definido por intercalações de quartzo biotita-xisto e xisto carbonoso. Essa rocha apresenta propriedades geotécnicas favoráveis em termos de resistência mecânica e resposta aos esforços induzidos durante o processo de escavação, o HG1 está alojado no IS.

Já o quartzo-sericita talco-xisto (QSST) apresenta deformação dúctil com dobramentos crenulados como veios de quartzo, pobre resposta diante a humidade e esforços devido a seu alto conteúdo em argilas e uma foliação bastante marcada. É a unidade com as características geotécnicas mais desfavoráveis devido ao alto conteúdo de sericita, localmente talco e foliação menor a 5 mm; sendo os valores de UCS máximos de 70 MPa. O QSST está presente no *footwall* do HG1 (HERRERA, 2019).

Já o corpo HG2 e HG3 ambos estão alojados em rochas de clorita xisto (CLS). A camada de clorita xisto é caracterizada por maciço bom, com valores de UCS entre 100 MPa e 200 MPa, apresentando pequenos trechos fraturados, menores que 5 m; relacionados a existência de descontinuidades, falhas ou fraturas (HERRERA, 2019).

A figura 4 mostra um corte geológico da mina Pilar, no qual é possível identificar os três corpos mineralizados, HG1, HG2 e HG3.

Figura 4 - Corte geológico da mina Pilar



Fonte: AMC CONSULTANTS (2013, p. 1).



4. MATERIAIS E MÉTODOS

Para o desenvolvimento do presente estudo foi realizado uma fundamentação teórica por meio de livros, periódicos, dissertações e teses para o melhor conhecimento da realidade do empreendimento mineiro e complexidade do tema abordado. No cenário real, o estudo foi composto por avaliações in loco realizadas em uma mineradora na cidade de Pilar de Goiás, Goiás.

Foram utilizados parâmetros constitutivos reais de *overbreak* e *underbreak* obtidos pela autora, em seu ambiente de trabalho, no período de janeiro a maio de 2023. Além de informações fornecidas pelas equipes de geologia, mecânica de rochas, topografia e operação de mina da referida empresa.

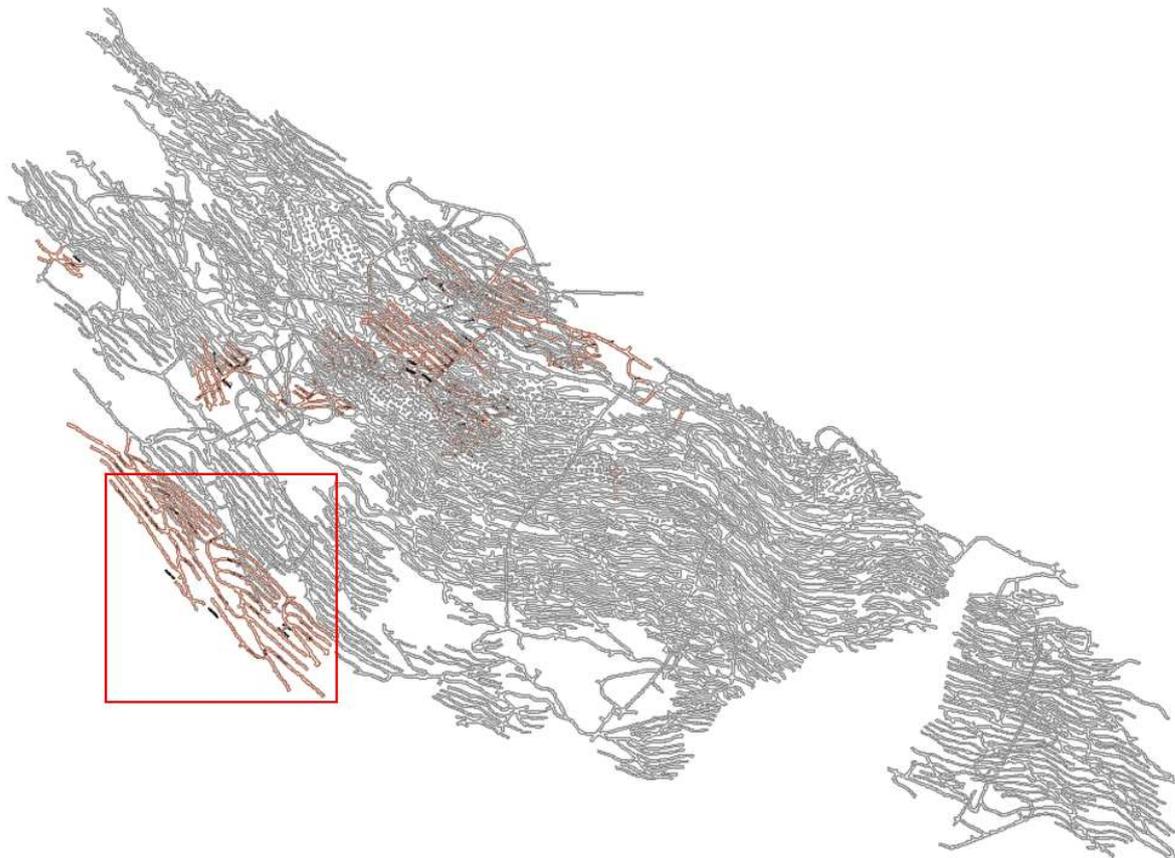
Após o desmonte e limpeza dos blocos de lavra pela equipe de operação de mina é realizado o levantamento topográfico das escavações executadas. A equipe de topografia utiliza um escâner modelo *ScanStation P40* da *Leica Geosystems* para os levantamentos e em seguida trata a nuvem de pontos com o *software 3DReshaper* também da *Leica Geosystems*; gerando uma *wireframe* do stope executado em campo.

A equipe de planejamento de mina trata a *wireframe* gerada pela topografia e realiza a comparação entre o planejado e o executado por meio do *software Studio 5D planner* da *Datamine*. Para isto, utiliza-se o processo *stope reconciliation*, disponível no *software*. O processo consiste em carregar o sólido planejado, o modelo de blocos, e o sólido realizado. Com as informações obtidas no processo são calculados *overbreak* e *underbreak*.

Foi escolhida a região do corpo mineralizado HG2, no nível 470 para as análises. Cada stope é representado por uma nomenclatura que se baseia em sua localização na mina, por exemplo, bloco um (BL01) do *drift* um (DS01) que está localizado na rampa secundária (RS) do nível 470, ficaria BL01DS01RS470-1. Esta será a nomenclatura utilizada para representar e distinguir cada stope de lavra neste estudo. Além disso, os *stopes* foram enumerados de um a dez para facilitar a identificação do leitor.

A figura 5 apresenta o mapa topográfico da mina Pilar, no qual as galerias em cinzas representam o desenvolvimento no corpo HG1 e as em marrom o desenvolvimento no corpo HG2. O quadrado vermelho delimita a área em análise deste estudo.

Figura 5 - Mapa topográfico da mina Pilar.



Fonte: autoria própria (2023).

4.1. Dados geotécnicos

A equipe de mecânica de rochas realiza mapeamentos geotécnicos, com base no método Q de Barton e no sistema RMR, nos *drifts* antes do início da lavra, nestes mapeamentos são levantadas as famílias de descontinuidades, bem como seu *dip* e *dip direction*, além de outras informações pertinentes. Com esses dados é feita uma análise

empírica de cada stope de lavra com base nos projetos liberados pela equipe de planejamento.

O parâmetro J_n refere-se à influência do número de famílias de descontinuidades na qualidade mecânica do maciço rochoso. É importante ressaltar que estruturas como a foliação, a xistosidade e os planos de acamamento são considerados de grande relevância para a qualidade da rocha, e devem ser considerados como uma família de descontinuidade (OLIVEIRA, 2012).

A tabela 1 apresenta as famílias de descontinuidades na região de cada stope com seus respectivos *dip/dip direction*. Sendo SN a folheação do minério, JN1, JN2, JN3, JN4 são as famílias de descontinuidades presentes na região, agrupadas em relação ao *dip/dip direction*.

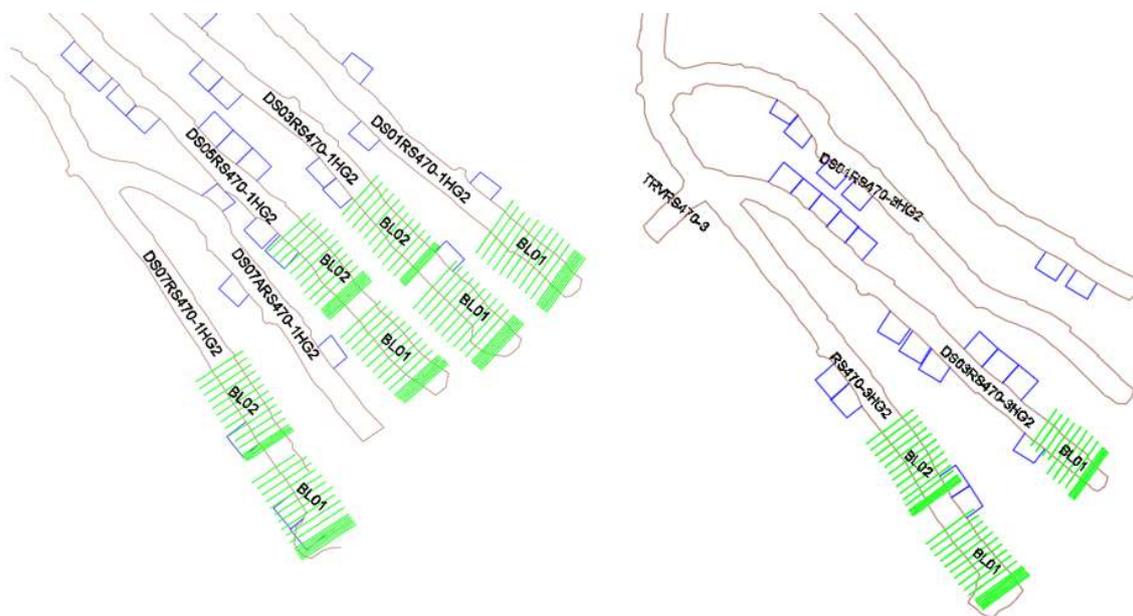
Tabela 1 – Dip/Dip Direction das famílias de descontinuidades presentes na região.

Stope	Nº stope	Dip/Dip direction									
		SN		JN1		JN2		JN3		JN4	
BL1DS01RS470-1	1	23	218	83	342	83	104				
BL1DS03RS470-1	2	18	240	83	355	81	102				
BL2DS03RS470-1	3	18	240	83	355	81	102				
BL1DS05RS470-1	4	22	217			82	94	78	330		
BL2DS05RS470-1	5	22	217			82	94	78	330		
BL1DS07RS470-1	6	23	218			88	100				
BL2DS07RS470-1	7	23	218			88	100				
BL1DS03RS470-3	8	26	229	84	347			78	317		
BL1RS470-3	9	24	221	85	340			68	325	76	79
BL2RS470-3	10	24	221	85	340			68	325	76	79

Fonte: elaborada pela autora (2023).

As figuras 6 mostram pontos de mapeamento geotécnico, representados pelos quadrados azuis, realizados na área de estudo, as linhas em verde representam os blocos de lavra. Cada quadrado azul é um ponto de mapeamento.

Figura 6 - Pontos de mapeamento em relação aos stopes de lavra do nível 470.



Fonte: autoria própria (2023).

Descontinuidades no maciço rochoso, tais como fraturas, planos de acamamento, juntas e a folheação do minério; podem levar a coroa de perfuração a seguir direções não condizentes com a determinada pelo plano de fogo, fazendo com que este “deslize” e modifique seu ângulo de avanço, ocasionando desvios nos furos (QUAGLIO, 2003).

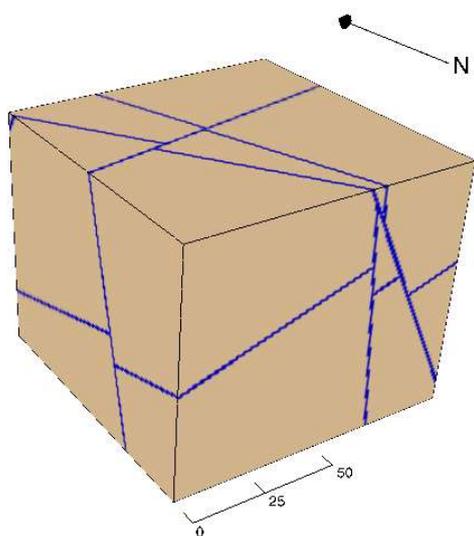
De acordo com o método de Barton a relação entre a qualidade da rocha e o número de famílias de descontinuidades expressam matematicamente o tamanho dos blocos formados pela junção dos planos de fraqueza; a resistência ao cisalhamento entre os blocos é estimada para a descontinuidade mais desfavorável à estabilidade da escavação. Já as condições de tensões ativas é um fator empírico que representa as tensões após a execução da escavação.

Alguns parâmetros inerentes as descontinuidades, como, orientação, número de famílias, persistência e espaçamento definem a forma e dimensão dos blocos que seccionam o maciço rochoso. Quanto mais famílias de descontinuidades, mais seccionado estará o maciço rochoso e mais blocos ou cunhas se formarão, podendo ocorrer o escorregamento dos blocos sobre as descontinuidades. O *dip/dip direction* das

descontinuidades em relação à face do realce determinam o potencial de surgirem blocos instáveis.

A figura 7 mostra uma simulação feita no programa *visible geology* (disponível gratuitamente na internet) das famílias de descontinuidades presentes no maciço rochoso onde foi executado os *stopes* 9 e 10; utilizando o *dip/dip direction*. Nestes *stopes* aparecem quatro famílias de descontinuidades.

Figura 7 - Simulação das famílias de descontinuidades no *stope* 9.



Fonte: autoria própria (2023).

Pela simulação percebe-se a formação de cunhas e blocos onde as descontinuidades se encontram, podendo influenciar tanto na perfuração quanto no desmonte dos realces e na ocorrência de *overbreak*.

4.2. Projetos

Os projetos de perfuração têm por objetivo mostrar, em escala, a localização dos furos em relação às galerias de acesso ao corpo mineralizado e os limites do *stope* para o

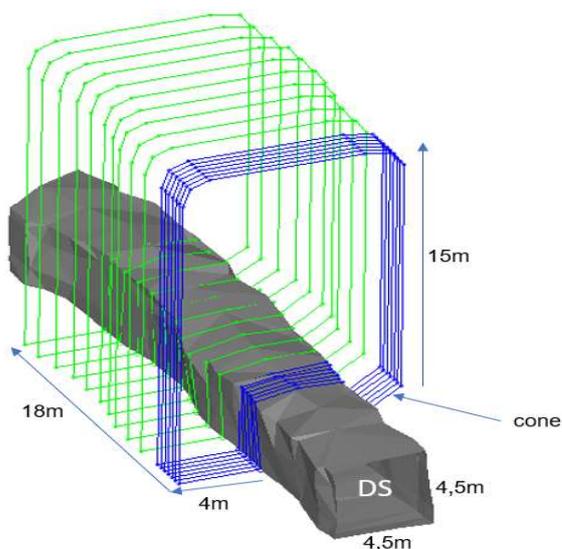
operador da perfuratriz; além de fornecer informações como comprimento e angulação dos furos (CORDOVA, 2016).

A geometria do realce é determinada por características como a seletividade do método de lavra, a potência da camada, a continuidade do minério, a regularidade dos contatos do corpo de minério e pelos equipamentos de escavação disponíveis (OLIVEIRA, 2012).

Na mina Pilar, a equipe de planejamento de mina é responsável pela confecção dos projetos de perfuração dos *stopes*, seguindo alguns parâmetros máximos estabelecidos para todos os projetos, tais como, 15 m de altura, 18 m no strike da galeria, 4 m de largura em cada lateral da galeria quando é economicamente viável e quando não, são feitos leques em cone; conforme mostra a figura 8. Tais parâmetros podem ter variações e pode haver leques em formatos diferentes, sempre buscando otimização econômica, visto que a região do HG2 apresenta teores menores que o corpo principal.

Na figura 8, as *strings* em azul representam as linhas de *slot* do *stope* e as verdes são as linhas de leques, para os leques é utilizado afastamento de 1,5 m. Nos dez *stopes* em análise foram utilizados dois modelos de *slot*, um com cinco linhas e outro com sete linhas.

Figura 8 - Projeto em *sublevel stoping* em leques.



Fonte: autoria própria (2023).

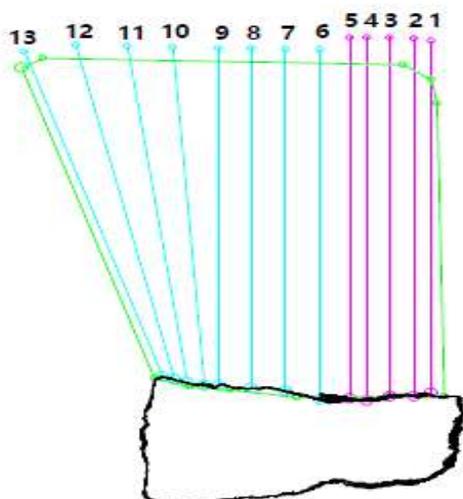
Quanto mais profundo for o furo realizado, maior será a probabilidade de desvios de furo devido ao comprimento da coluna de perfuração (QUAGLIO, 2003).

O slot equivale a primeira escavação feita no minério criando faces livres para possibilitar o desmorte (CURI, 2017).

No desmorte é necessário que a rocha a ser desmontada tenha face livre. Em algumas aplicações de desmontes essas faces livres inexistem, onde se torna necessário criar faces livres artificialmente. Isto é feito preliminarmente no desmorte principal, através da perfuração e detonação de uma abertura na face da perfuração. Essa abertura é denominada pilão (SILVA, 2014).

A figura 9 mostra um exemplo de uma linha de *slot*, os furos na cor magenta fazem parte do pilão do slot e os furos em ciano são auxiliares; apenas as linhas ímpares possuem furos auxiliares, as linhas pares possuem apenas os furos do pilão. Nos furos do pilão é utilizada uma subfuração de 1 m.

Figura 9 - Linha de *slot*.



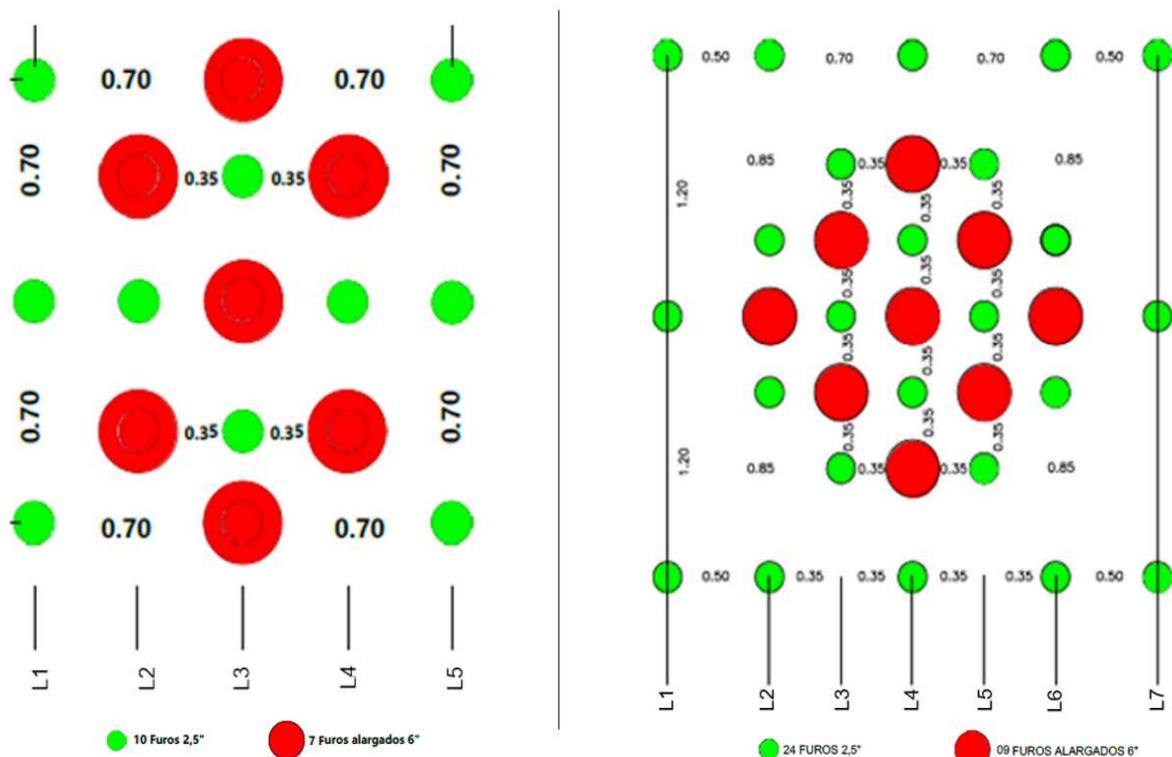
Fonte: autoria própria (2023).

Na mina Pilar a perfuração dos *stopes* é realizada com *bit* de 64 mm (2 ½ polegadas) e os furos são alargados com *bit* de 127 mm (5 polegadas) e 152,4 mm (6 polegadas).

A figura 10 apresenta um comparativo entre os planos de perfuração para o pilão do *slot* com cinco linhas (esquerda) e com sete linhas (direita), os furos vermelhos são alargados para gerar face livre para o desmonte; os furos alargados não são carregados. O *slot* com cinco linhas é o que geralmente era e ainda é utilizado na mina Pilar, o *slot* com sete linhas foi implementado para os *stopes* mais altos como uma tentativa de reduzir o *underbreak* que estava sendo gerado.

Os *stopes* 1, 2, 4, 5, 6 e 9 foram executados com *slot* de sete linhas e os *stopes* 3, 7, 8 e 10 com o *slot* de cinco linhas.

Figura 10 - Plano de perfuração para pilão do *slot*.



Fonte: autoria própria (2023).

A tabela 2 mostra as informações de projeto para cada *stope* analisado, comprimento médio dos furos de *slot* (m), comprimento médio dos furos de leques (m) e inclinação dos furos do pilão do *slot*, em graus.

Tabela 2 – Informações de projeto.

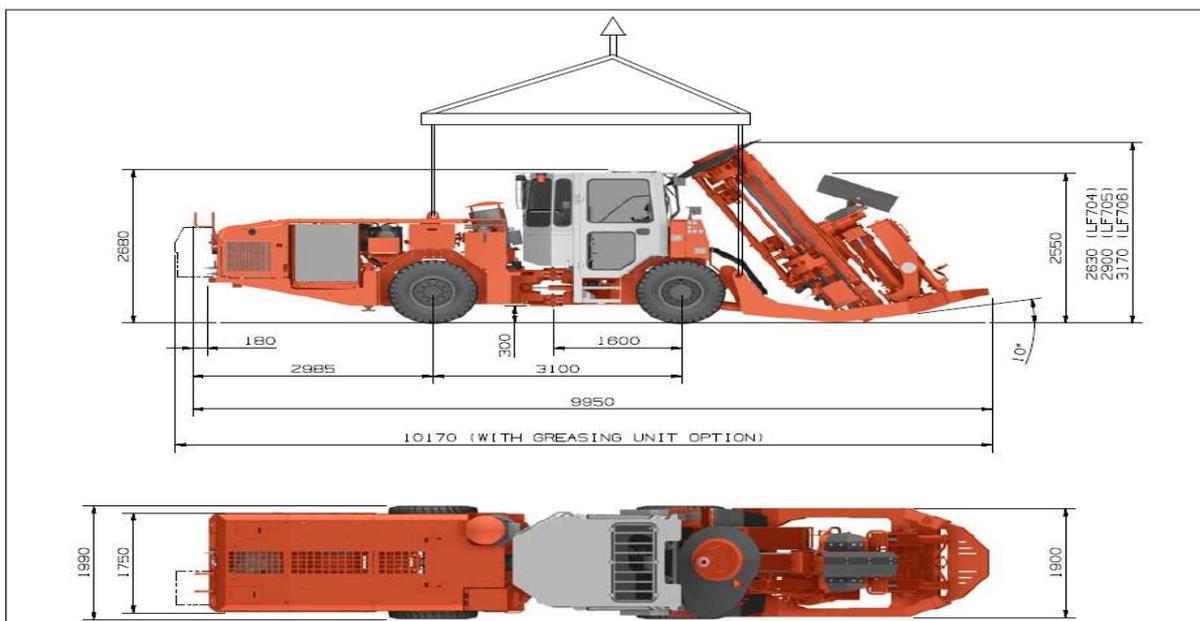
REALCE	Nº stope	Média furos slot (m)	Média furos leques (m)	inclinação furos slot (graus)
BL1DS01RS470-1	1	13,71	8,24	90°
BL1DS03RS470-1	2	12,96	11,52	81°
BL2DS03RS470-1	3	12,24	10,45	79°
BL1DS05RS470-1	4	14,46	11,80	89°
BL2DS05RS470-1	5	13,20	8,90	90°
BL1DS07RS470-1	6	8,54	6,60	90°
BL2DS07RS470-1	7	6,54	5,13	90°
BL1DS03RS470-3	8	7,96	6,38	90°
BL1RS470-3	9	9,61	6,41	90°
BL2RS470-3	10	7,35	5,64	90°

Fonte: elaborada pela autora (2023).

4.3. Perfuração e desmonte

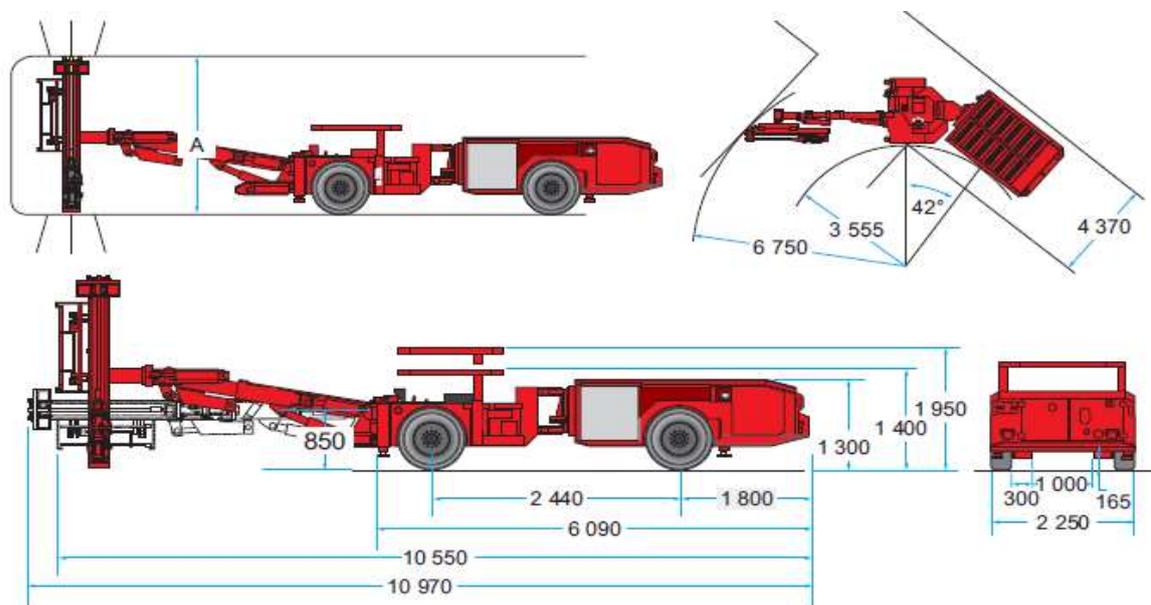
A mina Pilar conta com dois modelos de perfuratriz (*fandril*) para perfuração dos stopes, a perfuratriz *top hammer* DL321, figura 11 e a perfuratriz *low profile longhole drill* DL230L, figura 12, da *Sandvik*. Sendo um equipamento do modelo DL321 e três equipamentos *low profile* modelo DL230L.

Figura 11 – *Fandril* modelo DL321.



Fonte: Manual *Sandvik* (2012).

Figura 12 – Fandril model DL230L.



Fonte: Manual SANDVIK (2017).

A tabela 3 mostra qual *fandril* perfurou cada *stope*. Essa tabela foi confeccionada com base nas informações reportadas pelos operadores para a sala de controle da mina. Percebe-se pela tabela que um *stope* pode ter sido perfurado por mais de um *fandril*.

Tabela 3 - Fandril por *stope*.

Stope	Nº stope	FD05	FD06	FD07	FD1C
BL1DS01RS470-1	1	x			
BL1DS03RS470-1	2	x		x	x
BL2DS03RS470-1	3	x	x	x	x
BL1DS05RS470-1	4	x		x	x
BL2DS05RS470-1	5	x	x	x	x
BL1DS07RS470-1	6	x		x	x
BL2DS07RS470-1	7	x	x	x	x
BL1DS03RS470-3	8	x		x	x
BL1RS470-3	9	x		x	x
BL2RS470-3	10			x	

Fonte: elaborada pela autora (2023).



Conforme relatado pela equipe de operação e manutenção, alguns dos problemas encontrados nos *fandrills* são folga no calço da lança, folga no calço da perfuratriz, causando desgaste precoce do ferramental e interferindo na qualidade da perfuração, podendo ocasionar também desvio no ângulo do furo, desgaste no olhal do cilindro o que pode causar imprecisão no emboque do furo, devido à dificuldade para alinhar o equipamento. Problema na calibragem do *display* causando desvio de até 2 graus na inclinação do furo. Folga na calha que se desgasta rapidamente.

Em campo, o *blaster* ao carregar os furos, repassa todos os furos com o atacador, cano de PVC, porém não confere a metragem destes furos para verificar se estão condizentes com o projeto.

A autora ao acompanhar em campo à equipe de operação realizando o carregamento de 39 furos de *slot* do BL02DS07RS470-1 constatou visualmente a existência de desvios nos furos, tanto direcional quanto de inclinação; todos os 39 furos foram repassados e medidos pelo *blaster* e verificou-se variação de 1 metro à menor ou à maior na perfuração em relação ao projeto, o *blaster* também percebeu desvios em alguns furos ao repassá-los. A mina Pilar não possui equipamento de perfilagem de furos, assim não foi possível validar computacionalmente os desvios visuais percebidos em campo.

Para o desmonte utiliza-se emulsão encartuchada Ibegel 2" x 24", *booster* de 150 mg, *brinel* (espoleta), cordel detonante britacord BG NP05, cordel detonante britacord AG NP60, todas da *Enaex*. Utiliza-se em média 25 kg (uma caixa) de encartuchado para 10 metros de furo, em cada furo é feita a escorva, que consiste em colocar o *booster* e o *brinel* juntos no fundo do furo, após coloca o encartuchado para formar a carga de fundo. Utilizam-se buchas de papelão a cada dois encartuchados para evitar que eles desçam. Em todos os furos de *slot* são colocados NP5 e NP60 para que a energia percorra toda a coluna de furo e nos furos de leques apenas NP5. Para os leques usam-se tempos de espera de 100 ms de furo para furo e no *slot* 200 ms.

O cordel detonante é um acessório utilizado para a iniciação do explosivo, consiste em um cordão flexível com um núcleo de material explosivo que detona a 7500 m/s; podendo ser fabricado com variadas gramaturas. Na mina Pilar, utiliza-se o NP5 (5 g/m de nitropenta) e NP60 (60 g/m de nitropenta).

Os iniciadores cilíndricos *X-Boosters* são cargas explosivas de elevada potência e alto nível de segurança, destinados à iniciação de agentes explosivos, possuem velocidade de detonação mínima de 6400 m/s. *Brinel* são detonadores com retardo de iniciação não elétrica, utilizado para iniciação de cargas explosivas (ENAEX, 2021).

4.4. Cubagem

A *wireframe* do *slope* planejado e a *wireframe* do *slope* executado em campo são cubadas pelo processo *slope reconciliation* disponível no *software* utilizado. Conforme mostra a figura 13, a cubagem consiste em carregar a *wireframe* planejada (passo 1), carregar o modelo de blocos (passo 2) e carregar a *wireframe* do *slope* realizado (passo 3). O processo vai gerar uma tabela com a massa, em toneladas, de *overbreak*, *underbreak* e recuperação.

A figura 13 apresenta o passo a passo para realizar a cubagem no processo *Stope Reconciliation* do *software datamine*.

Figura 13 – Processo *stope reconciliation* para cubagem dos sólidos.

Resultado

Zone	Material	Tonnes	Volume	DENSITY
Stope Planned - Mined	Rock	5,457	1,970	2,77
	Total	5,457	1,970	2,77
Stope Not Planned - Mined (Overbreak)	Rock	536,9	193,3	2,77
	Total	536,9	193,8	2,77
Stope Planned - Not Mined (Underbreak)	Rock	895,1	323,5	2,77
	Total	895,1	323,5	2,77

Fonte: autoria própria (2023).



Com essas informações calculamos de forma simples a massa planejada, massa realizada e a porcentagem de *overbreak*, *underbreak* e recuperação.

A massa planejada é a soma da massa recuperada mais a massa de *underbreak*. Já a massa realizada é a soma da massa recuperada mais a massa de *overbreak*. As porcentagens de *overbreak*, *underbreak* e recuperação são obtidas pelas seguintes fórmulas:

$$(\text{massa } \textit{overbreak} / \text{massa recuperada}) * 100 = \% \textit{ overbreak} \quad (1)$$

$$(\text{massa } \textit{underbreak} / \text{massa planejada}) * 100 = \% \textit{ underbreak} \quad (2)$$

$$(\text{Massa recuperada} / \text{massa planejada}) * 100 = \% \text{ recuperação} \quad (3)$$

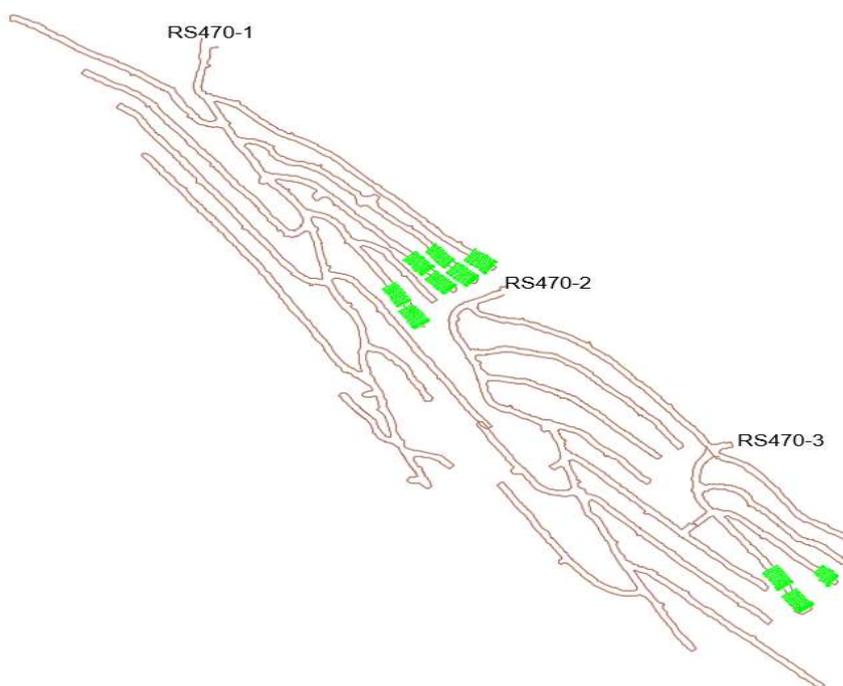


5. RESULTADOS E DISCUSSÃO

Para Curi (2017) deve-se buscar uma taxa de diluição em torno de 20% ou menos de estéril. A mina Pilar adota os seguintes parâmetros, 20% de *overbreak* e 10% de *underbreak*. Foram selecionados dez *stopes* para análise, todos no mesmo corpo mineralizado, HG2, e no mesmo nível.

A figura 14 mostra um mapa topográfico da área em estudo, HG2, no nível 470, sendo este dividido em três rampas secundárias, RS470-1, RS470-2 e RS470-3. Bem como os *stopes* analisados.

Figura 14 - Mapa topográfico da região em estudo com respectivos *stopes*.



Fonte: autoria própria (2023).

A tabela 4 apresenta os dados levantados para cada *stope* analisado, sendo eles, massa planejada (t), massa realizada (t), massa (t) de *overbreak*, massa (t) de *underbreak* e massa (t) de recuperação, com suas respectivas porcentagens.

Tabela 4 - Massa e porcentagem de *overbreak* e *underbreak*.

STOPE	Nº stope	PLAN	REAL	OVERBREAK		UNDERBREAK		RECUPERAÇÃO	
		Massa (t)	Massa (t)	Massa (t)	%	Massa (t)	%	Massa (t)	%
BL1DS01RS470-1	1	6,353	5,994	537	10%	896	14%	5,457	86%
BL1DS03RS470-1	2	7,859	6,945	694	11%	1,608	20%	6,251	80%
BL2DS03RS470-1	3	7,154	5,767	330	6%	1,717	24%	5,437	76%
BL1DS05RS470-1	4	7,214	6,394	228	4%	1,048	15%	6,166	85%
BL2DS05RS470-1	5	8,752	8,190	511	7%	1,073	12%	7,679	88%
BL1DS07RS470-1	6	5,761	5,419	389	8%	731	13%	5,030	87%
BL2DS07RS470-1	7	3,994	3,822	260	7%	432	11%	3,562	89%
BL1DS03RS470-3	8	3,469	3,414	407	14%	462	13%	3,007	87%
BL1RS470-3	9	6,423	6,548	674	11%	549	9%	5,874	91%
BL2RS470-3	10	5,049	5,004	573	13%	618	12%	4,431	88%

Fonte: elaborada pela autora (2023).

A tabela 4 mostra que todos os dez *stopes* ficaram abaixo do limite de 20% de *overbreak* estabelecido pela empresa, sendo 14% a maior taxa de *overbreak* obtida. Apenas um *stope* não atingiu os 80% ou mais de recuperação, o que é uma ótima taxa de recuperação para o referido método. Observa-se também que o maior problema da mina Pilar é em relação ao *underbreak*, visto que apenas um *stope* ficou abaixo índice de 10% de *underbreak* estabelecido, alguns chegando a mais de 20%. Outro ponto a se observar é que ocorre *overbreak* e *underbreak* simultaneamente em todos os *stopes*.

Pela tabela 4, para *underbreak*, têm-se o *stope* 3 com a maior taxa, 24% e o *stope* 9 com a menor, 9%. Comparando ambos, verifica-se a diferença na altura dos projetos, o *stope* 3 têm 12 m e o *stope* 9 têm 9,6 m planejados (tabela 2). O *stope* 3 foi perfurado com *slot* de 5 linhas e o *stope* 9 com *slot* de 7 linhas. Ambos foram perfurados com mais de um *fandril* (tabela 3). Pode-se inferir que quanto maior a altura do *stope* mais desvios na perfuração e mais *underbreak*, além de que o *slot* com 5 linhas para o realce 3 pode ter sido insuficiente para gerar face livre.

Para *overbreak*, tabela 4, o realce 8 apresenta o maior índice, 14% e o realce 4 o menor, 4%. Comparando-os, o *stope* 8 têm 8 m e o 4 têm 14 m planejados (tabela 2); o *stope* 4 foi perfurado com *slot* de 7 linhas e o 8 com *slot* de 5 linhas, sendo perfurados por *fandrills* iguais. Assim é possível averiguar que o *stope* mais baixo gerou mais *overbreak* que o *stope* mais alto.

No entanto, pela quantidade de *stopes* analisados e pela baixa variação entre os índices de *overbreak* e *underbreak* não se pode concluir que as situações analisadas

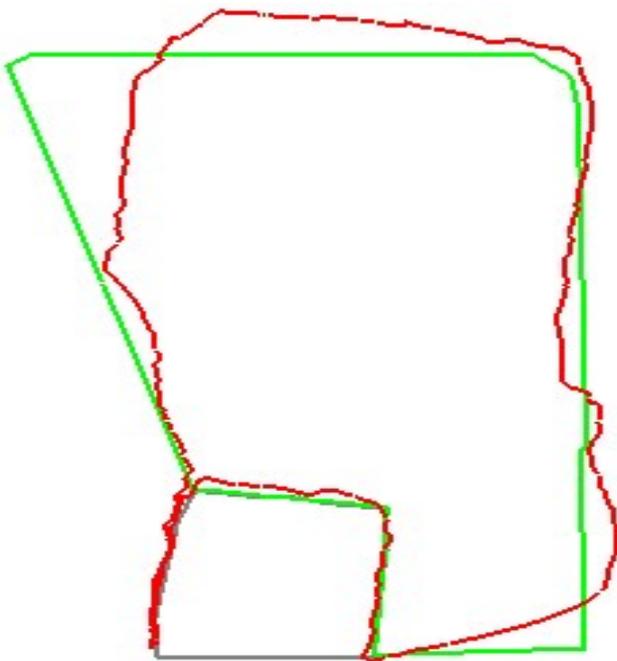
sejam regras. Porém, pode-se perceber a relação entre a altura dos *stopes* e a qualidade de perfuração, que vai diminuindo conforme a altura aumenta.

Outro fator importante, é a condição dos equipamentos de perfuração, os *stopes* comparados foram perfurados com mais de um equipamento de perfuração, entretanto, conforme relatado anteriormente, todos os equipamentos de perfuração utilizado possuem algum problema mecânico que interfere na qualidade da perfuração.

O dimensionamento do plano de fogo e a presença de descontinuidades são fatores que também contribuem para *overbreak* e *underbreak*.

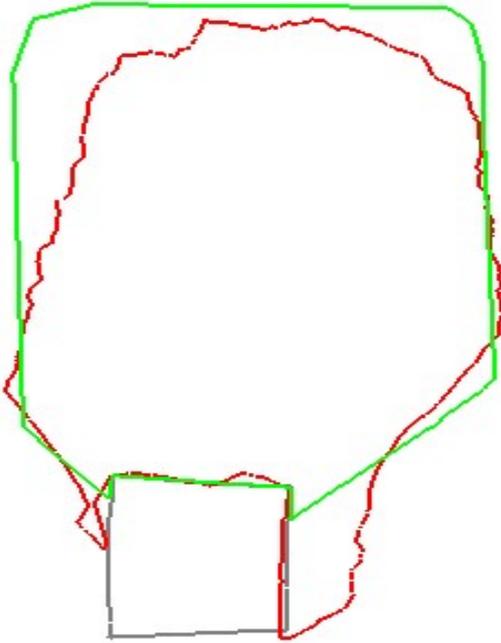
As figuras 15 a 24 apresentam uma seção realizada em cada um dos *stopes* em análise onde o contorno verde é o planejado e o vermelho o executado.

Figura 15 - *Stope* 1.



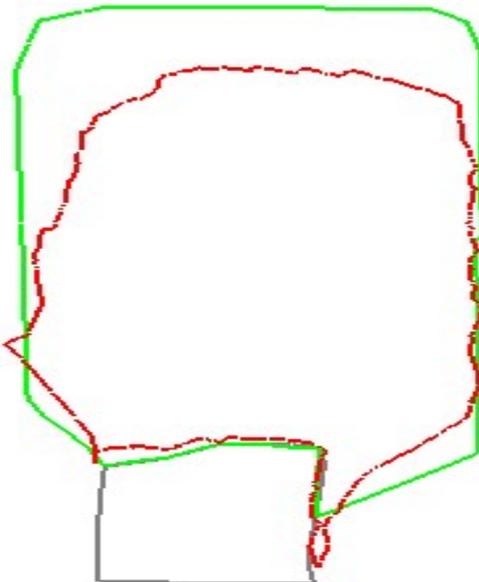
Fonte: autoria própria (2023).

Figura 16 - *Stope* 2.



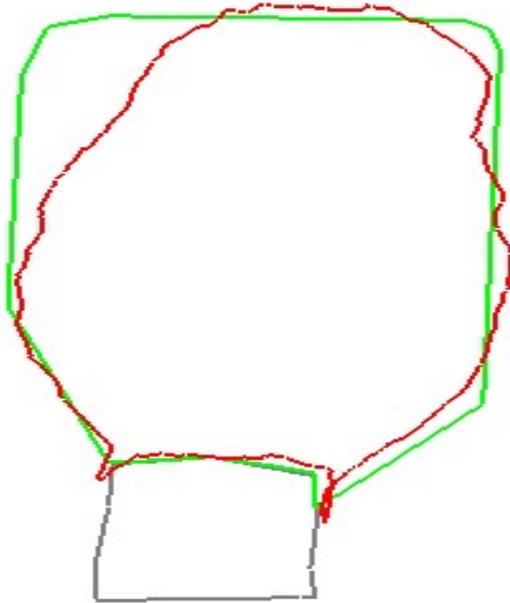
Fonte: autoria própria (2023).

Figura 17 - *Stope* 3.



Fonte: autoria própria (2023).

Figura 18 - *Stope* 4.



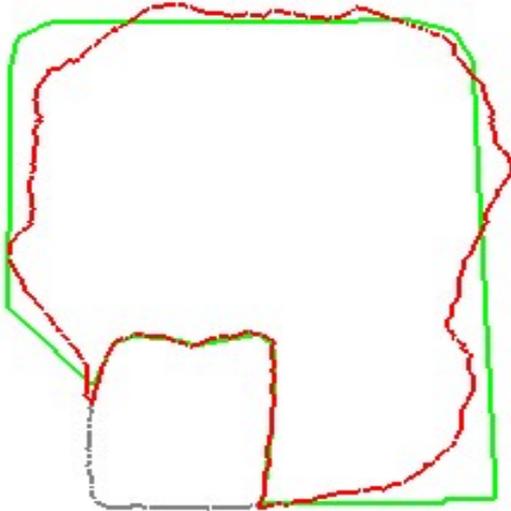
Fonte: autoria própria (2023).

Figura 19 - *Stope* 5.



Fonte: autoria própria (2023).

Figura 20 - *Stope* 6.



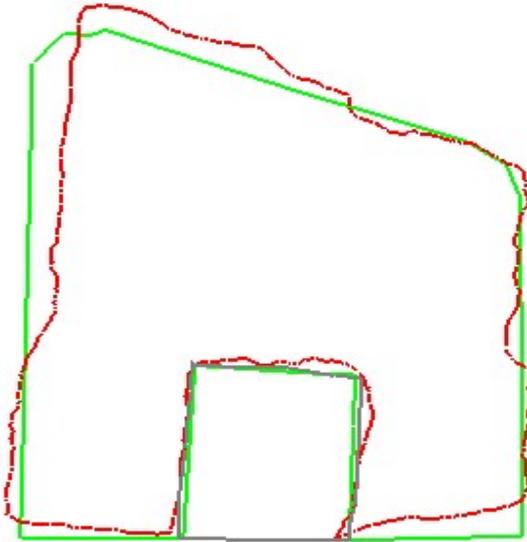
Fonte: autoria própria (2023).

Figura 21 - *Stope* 7.



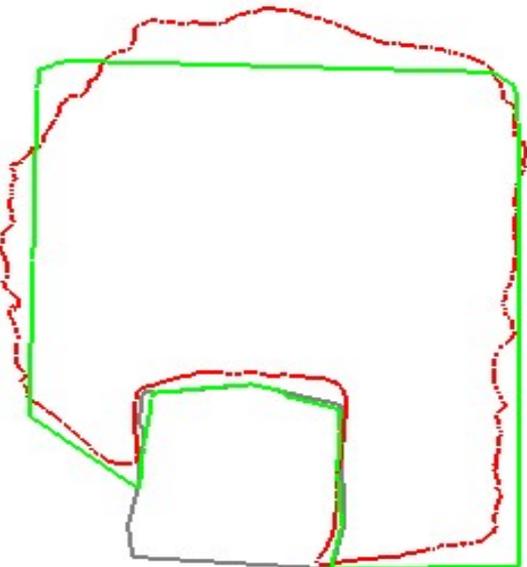
Fonte: autoria própria (2023).

Figura 22 - *Stope* 8.



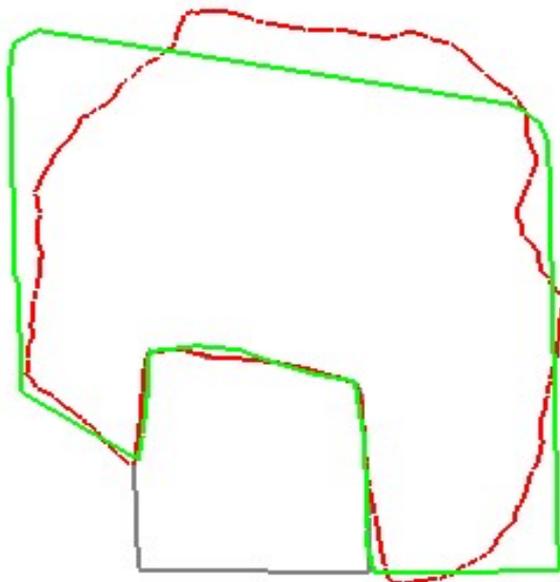
Fonte: autoria própria (2023).

Figura 23 - *Stope* 9.



Fonte: autoria própria (2023).

Figura 24 - *Stope* 10.



Fonte: autoria própria (2023).

Observando as figuras 15 a 24 percebe-se visualmente uma tendência de ocorrência de *underbreak* na parte superior do realce, os *stopes* 2 e 3 nem sequer atingiram a altura de projeto devido ao *underbreak* na parte superior. Nos *stopes* 1, 4, 5 e 10 há a ocorrência de *underbreak* no canto superior esquerdo com uma tendência de desvio, visual, para a direita.

O realce 9 foi o único que ficou nos parâmetros estabelecidos pela empresa tanto para *underbreak* quanto para *overbreak*.



6. CONCLUSÕES

O *overbreak* têm impacto financeiro direto na mineração, visto que gera material extra, não viável, a ser transportado e processado, material este que dilui, ou se seja, diminui o teor de minério da massa planejada. Na mina Pilar o corpo HG2 é o veio secundário, de baixo teor, assim qualquer diluição além da planejada, gera impacto no teor. Como visto pelas informações da tabela 4 a empresa está dentro dos parâmetros estabelecidos, tanto por ela quanto pelos autores citados, em relação à diluição. Não sendo o *overbreak* uma problemática para a lavra do corpo HG2. A diluição resultante pode ocorrer devido a fatores como a presença de descontinuidades, falhas e juntas. Além de erro no dimensionamento do plano de fogo.

Já o *underbreak*, atualmente, é o maior gargalo da empresa, ele tem impacto significativo na receita do empreendimento mineiro, considerando que o *underbreak* se trata de recurso viável que está sendo abandonado, recurso este que não pode ser retomado futuramente visto que o método de lavra não possibilita a retirada posterior deste recurso. O *underbreak* representa recurso econômico que está sendo deixado de investir na empresa.

Considerando todos os pontos levantados neste estudo, é possível a identificação de alguns fatores que contribui para o *underbreak* na mina Pilar. O primeiro fator seria equipamento, conforme citado no item 4.3, os equipamentos utilizados para perfuração apresentam problemas mecânicos, como folgas e desgastes, que devem ser sanados. A resolução destes problemas irá ajudar nos desvios de perfuração, erros de emboque de furos, desvios direcional e de ângulo dos furos. Outro ponto de atenção é a necessidade de conferir a metragem perfurada ao repassar os furos antes do carregamento, esta conferência é algo simples, porém não executado e pode ajudar a identificar e corrigir erros na perfuração, como metragem à maior ou à menor em relação ao projeto.

Como sugestão, além dos pontos mencionados acima, a empresa pode realizar um estudo para mudar ou melhorar o plano de fogo utilizado, buscando reduzir a concentração de explosivos em um determinado ponto e a falta em outro. Para trabalhos futuros sugere-se mapear todas as causas possíveis para a ocorrência de *overbreak* e



underbreak, identificando as causas e as tratativas para cada uma, utilizando ferramentas como o seis sigma. Além da confecção de um mapa de deflagração de carga explosiva através de testes com o plano de fogo.

Conclui-se que a diluição não planejada, *overbreak*, na mina Pilar está atendendo aos parâmetros estabelecidos, máximo, 20%. O *underbreak* é um problema a ser solucionado pela empresa, visto que está excedendo muito o limite de 10% o que causa impacto na recuperação, além de impacto financeiro. Apesar do gargalo encontrado, a recuperação da mina Pilar para o corpo HG2 está em torno de 80% ou mais, o que é considerado uma ótima recuperação.





REFERÊNCIAS

- AMC CONSULTANTS. **Pilar life of mine Plan**. Yamana Gold Internal report. Melbourne, Toronto, 127p. 2013.
- ANDRADE, Isabella Mara de. **Influência das operações de perfuração e desmonte sobre os custos operacionais dos equipamentos de carregamento e transporte de minas subterrâneas**. 2021. Trabalho de Conclusão de Curso. (Engenharia de Minas) – Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, 2021.
- BRADY, B. H. G.; BROWN, E.T. **Rock Mechanics for Underground Mining**. 3. ed. New York: Springer Science + Business Media Inc, 647 p., 2005.
- CHARBEL, P. A. **Gerenciamento de risco aplicado à diluição de minério**. 2015. 448f. Tese (Doutorado em Geotecnia). Universidade de Brasília, Brasília, 2016.
- CORDOVA, Diogo Peixoto. **Análise da diluição no método câmaras transversais utilizando Modelagem numérica - estudo de caso mina arenal DEEPS**. 2016. 285 fls. Dissertação (Mestrado em Engenharia) – Universidade Federal do Rio Grande do Sul. Porto Alegre, 2016.
- CURI, Adilson. **Lavra de Minas. Oficina de textos**. São Paulo, 2017.
- ENAEX. **Cordel detonante**: baixa gramatura. Ficha técnica 050/02/00 R1. 2021. Disponível em <https://www.enaex.com/br/pt/emulsao-encartuchada/>. Acesso em: 15/06/2023.
- FELIX, Aluizio et al. **Apostila de perfuração de rochas**. Universidade Federal de Pernambuco, Centro de Tecnologia e Geociências. Departamento de Engenharia de Minas. 152 fls, 2009.
- FERRAZ, Pâmela Silva. **Análise de overbreak/underbreak e de rendimento de desmonte em desenvolvimento de mina subterrânea**. Monografia (Engenharia de Minas) – Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Orientador: José Margarida da Silva. Ouro Preto, 2022.
- FRAGA, Mateus Filipe Reis. **Análise comparativa da influência das propriedades mecânicas pós ruptura na diluição operacional de realces em sublevel stoping**. Monografia (Engenharia de Minas) – Universidade Federal de Minas Gerais. Orientador: Michel Melo Oliveira. 69 fls. Belo Horizonte, 2020.



HERRERA, Jaime Andres Corredor. **Modelagem numérica tridimensional para análise de eventos de ruptura na base de pilares inclinados em rocha foliada**. Orientador: André de Pacheco Assis. 146 fls. Dissertação (Mestrado Profissional) – Universidade Federal de Ouro Preto. Ouro Preto, 2019. Disponível em: <https://www.repositorio.ufop.br/handle/123456789/11752>. Acesso em 13/05/2023.

MAERZ, N. H.; IBARRA, J. A.; FRANKLIN, J. A. **Overbreak and underbreak in underground openings Part 1: Measurement using the light sectioning method and digital image processing**. Geotechnical and Geological Engineering, 14(4), p. 307– 323, 1996.

MOORE C. M., MICHAUD R. L., HAMPTON A. P. **Technical report on the Pilar operations**, Goiás state, Brazil. Rock Solid Resources, 248 p. 2016. Disponível em: https://www.miningdataonline.com/reports/Pilar_Technical_Report_05122016.pdf. Acesso em 13/05/2023.

OLIVEIRA, Michel Melo. **Dimensionamento empírico de realce em Sublevel Stopping**. 2012. 162 fls. Orientador: José Ildelfonso Gusmão Dutra. Dissertação (Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas) – Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte: UFMG, 2012. Disponível em: https://repositorio.ufmg.br/bitstream/1843/CMBC-8V7GV3/1/disserta__o__michel.pdf. Acesso em 13/05/2023.

ONEDERRA, I; CHITOMBO, G. **Design methodology for underground ring Blasting** Institute of Materials, Minerals and Mining Technology. BRC Mining and Geology, Sustainable Minerals Institute, The University of Queensland, Brisbane, Australia, 2007.

PAKALNIS, R.C. 1986. **Empirical Stope Design at Ruttan Mine**, Department of Mining and Minerals Processing, University of British Columbia, Vancouver, Canada.

QUAGLIO, Osvail André. **Otimização da perfuração e da segurança nos desmontes de agregados através dos sistemas laser profile e boretrak**. 2003. Orientador: Valdir Costa e Silva. Dissertação (Engenharia Mineral) – Universidade Federal de Ouro Preto. Ouro Preto, 2003. Disponível em: <https://www.repositorio.ufop.br/handle/123456789/3118>. Acesso em 13/05/2023.

SANDVIK. **Manual do Operador: DL321**. Mining and Construction, 2012

SANDVIK. **Manual do Operador DL230L**. Tradução do manual original, 2017.

SILVA, Valdir Costa e. **Curso Min. 112: operações mineiras**. Departamento de Engenharia de Minas. Escola de Minas da UFOP. Março, 2014.



TATIYA, Ratan Raj. **Surface and underground excavations:** methods, techniques and equipment. 2ª edição, CRC Press/Balkema, London, New York, 2013.

VILLAESCUSA, Ernesto. **Geotechnical Design for Sublevel Open Stopping.** 1º Ed. Boca Raton: CRC Press, 2014. 541 p.

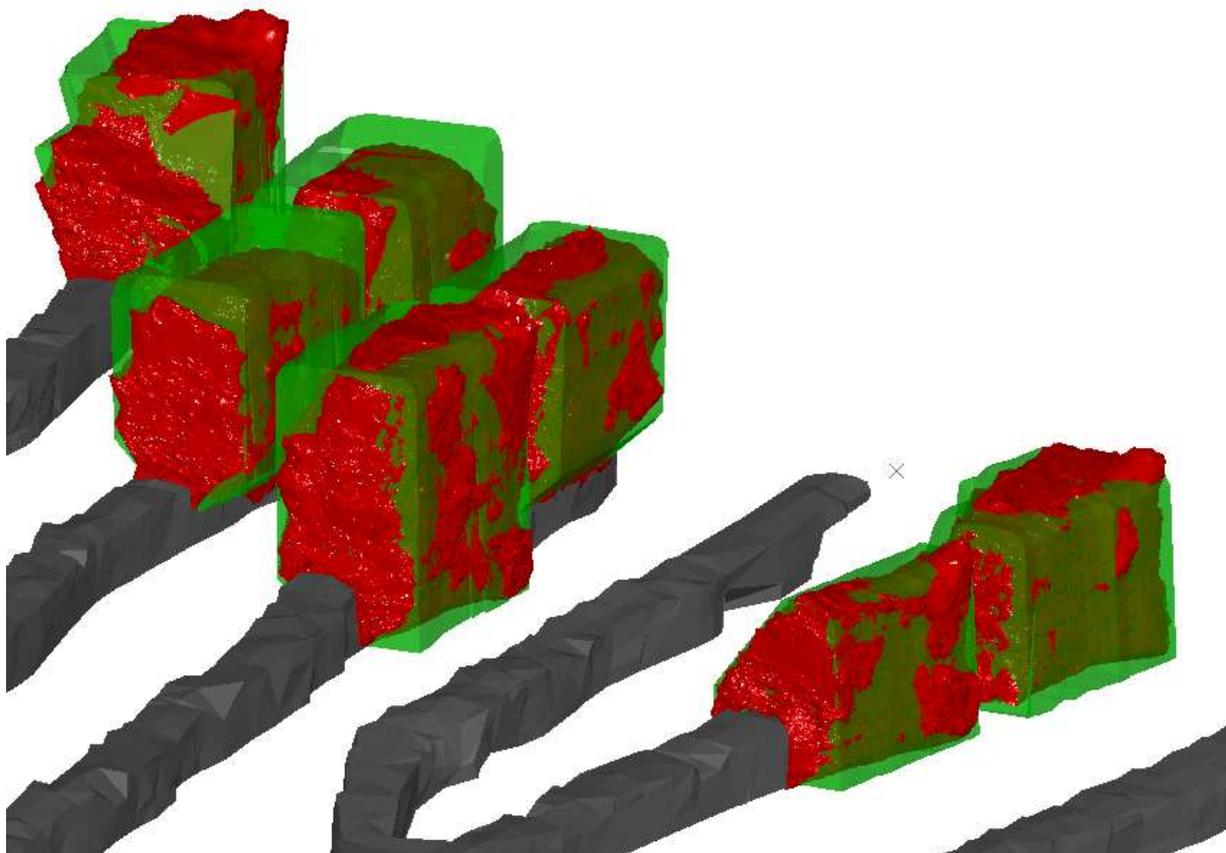
WROBLEWSKI, Adam et al. **Um método para geometria de grandes estruturas subterrâneas. Avaliação baseada em parametrização multivariada e análise multidimensional de dados de nuvem de pontos.** Artigo. Departamento de Mineração, Faculdade de Geoengenharia, Mineração e Geologia, Universidade de Ciência e Tecnologia de Wrocław, 50-370 Wrocław, Polônia, 2022.



APÊNDICE A – Ilustrações complementares

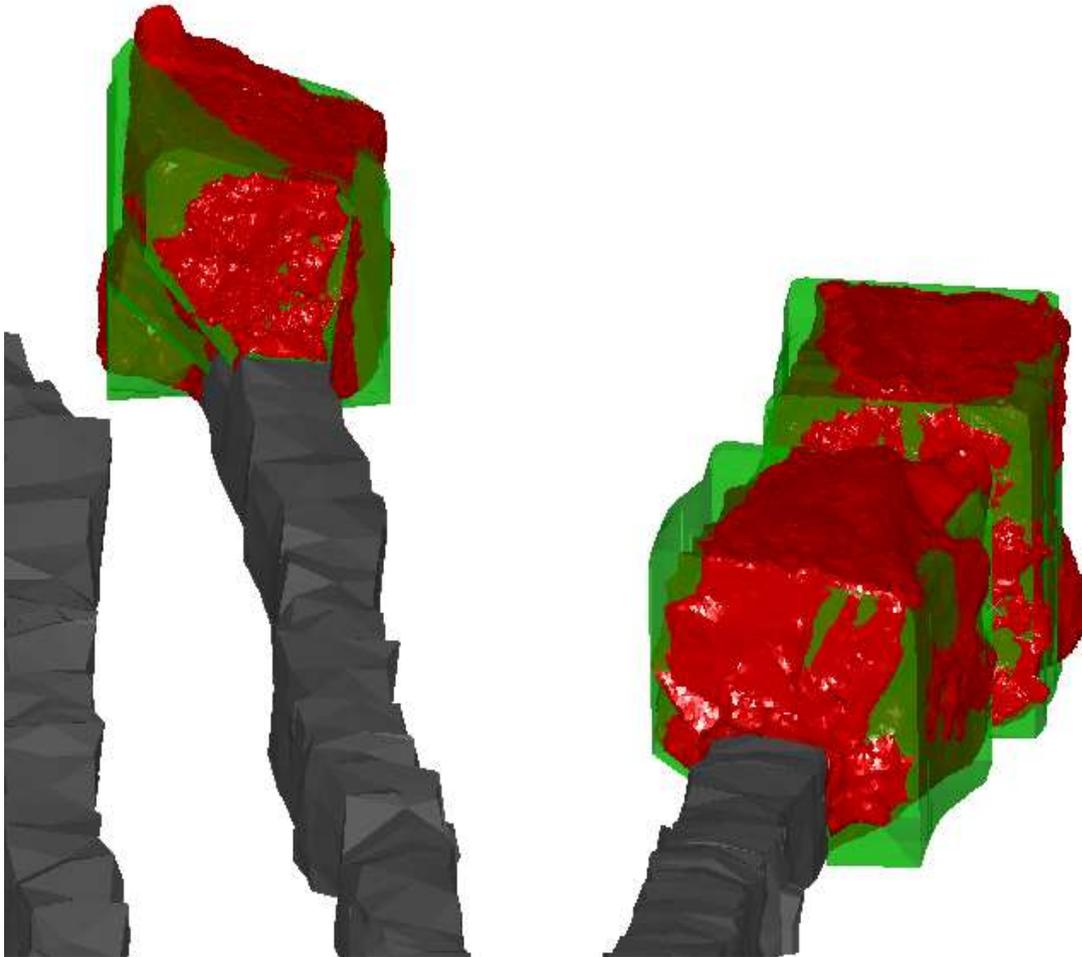
Segue algumas figuras complementares da região em estudo.

Figura 1 – Stopes analisados RS470-1.



Fonte: autoria própria (2023).

Figura 2 – Stopes analisados RS470-3.



Fonte: autoria própria (2023).