



**UFOP**



MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO

Universidade Federal de Ouro Preto

Escola de Minas – Departamento de Engenharia de Minas

Curso de Graduação em Engenharia de Minas

---



**PÂMELA SILVA FERRAZ**

**ANÁLISE DE *OVERBREAK/UNDERBREAK* E DE  
RENDIMENTO DE DESMONTE EM DESENVOLVIMENTO DE  
MINA SUBTERRÂNEA**

Ouro Preto

2022

ANÁLISE DE *OVERBREAK/UNDERBREAK* E DE RENDIMENTO DE DESMONTE  
EM DESENVOLVIMENTO DE MINA SUBTERRÂNEA

PÂMELA SILVA FERRAZ

Trabalho Final de Curso apresentado  
como parte dos requisitos para obtenção  
do Grau de Engenharia de Minas na  
Universidade Federal de Ouro Preto.

Orientador: Prof. Dr. José Margarida da Silva – UFOP

Ouro Preto

2022

## SISBIN - SISTEMA DE BIBLIOTECAS E INFORMAÇÃO

F381a Ferraz, Pamela Silva.

Análise de overbreak/underbreak e de rendimento de desmonte em desenvolvimento de mina subterrânea. [manuscrito] / Pamela Silva Ferraz. - 2022.

63 f.: il.: color., gráf., tab., mapa.

Orientador: Prof. Dr. José Margarida da Silva.

Monografia (Bacharelado). Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Graduação em Engenharia de Minas .

1. Minas e recursos minerais. 2. Lavra subterrânea. 3. Escavação - Sobreescavação. 4. Escavação - Subescavação. 5. Ouro. I. Silva, José Margarida da. II. Universidade Federal de Ouro Preto. III. Título.

CDU 622.232

Bibliotecário(a) Responsável: Sione Galvão Rodrigues - CRB6 / 2526



## FOLHA DE APROVAÇÃO

**Pamela Silva Ferraz**

### **Análise de underbrak/overbreak e de rendimento de desmonte em desenvolvimento de min a subterrânea**

Monografia apresentada ao Curso de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto como requisito parcial para obtenção do título de Bacharel em Engenharia de Minas

Aprovada em 28 de novembro de 2022

#### Membros da banca

Prof. Dr. José Margarida da Silva - Orientador- Universidade Federal de Ouro Preto  
Prof. Dr. Carlos Enrique Arroyo Ortiz - Universidade Federal de Ouro Preto  
Engenheira de Recursos Minerais Lorena Cristina Gonzaga de Brito

José Margarida da Silva, orientador do trabalho, aprovou a versão final e autorizou seu depósito na Biblioteca Digital de Trabalhos de Conclusão de Curso da UFOP em 03/04/2023



Documento assinado eletronicamente por **Jose Margarida da Silva, PROFESSOR DE MAGISTERIO SUPERIOR**, em 03/04/2023, às 12:27, conforme horário oficial de Brasília, com fundamento no art. 6º, § 1º, do [Decreto nº 8.539, de 8 de outubro de 2015](#).



A autenticidade deste documento pode ser conferida no site [http://sei.ufop.br/sei/controlador\\_externo.php?acao=documento\\_conferir&id\\_orgao\\_acesso\\_externo=0](http://sei.ufop.br/sei/controlador_externo.php?acao=documento_conferir&id_orgao_acesso_externo=0), informando o código verificador **0503141** e o código CRC **A621695B**.

*“O sucesso nasce do querer, da determinação e persistência em se chegar a um objetivo. Mesmo não atingindo o alvo, quem busca e vence obstáculos, no mínimo fará coisas admiráveis.”*

José de Alencar

## AGRADECIMENTOS

Primeiramente gostaria de agradecer a Deus, por ser meu amparo sempre. Aos meus pais, Simone e Edmilson, que nunca mediram esforços para eu me tornar quem sou, me permitindo errar e ensinando o caminho a seguir. À toda minha família, pelo amor e apoio incondicional nessa caminhada, em especial ao vô Dercy, por ser exemplo de força e coragem.

Aos amigos de longa data, que sempre estiveram ao meu lado com toda alegria: Nayan, Vanessa, Rayane e Lucas.

Ao Filipe, parceiro de vida ímpar, que sempre me proporcionou compreensão, carinho e paciência diária, essenciais nos momentos mais difíceis dessa caminhada.

Agradeço ao professor José Margarida da Silva, por ter aceitado a orientação, e ter apresentado a mineração subterrânea à minha vida. Esse trabalho é fruto de parceria e respeito.

À república Quase Normal por ser família, amparo e incentivo durante todos os anos da minha graduação e pela irmandade que vai além de Ouro Preto.

À AngloGold Ashanti pela oportunidade imensurável de aprendizado e crescimento pessoal e profissional por meio do estágio. À UFOP e ao DEMIN pelo ensino gratuito e de qualidade, e à inigualável Escola de Minas e seus professores, pelos ensinamentos que levarei para a vida.

## RESUMO

O acompanhamento das operações subterrâneas é forma assertiva de avaliar e assegurar melhor desenvolvimento de galerias e, dessa forma, prever índices de qualidade de escavação, sobreescavação (*overbreak*) e subescavação (*underbreak*) e diluição futura na lavra. A mina subterrânea, objeto de estudo, encontra-se inserida no Quadrilátero Ferrífero, e tem o ouro como seu principal produto, por meio da lavra por realce em subníveis (*sublevel stoping*). Visando a evitar custos extras e retrabalhos para a mina, este estudo objetiva melhor compreensão dos índices operacionais, por meio da relação entre litologias, taxas de *overbreak*, *underbreak* e rendimento de desmonte por explosivo, além de citar possíveis soluções para mitigação dos problemas. Para tal, realizou-se análise quantitativa dados coletados por meio da utilização do *software* Datamine Studio RM e informações complementares fornecidas pelas equipes de Geotecnia, Desenvolvimento, Exploração e Transporte da empresa. Resultados foram tabelados e possibilitaram cálculos para análise de perda econômica, perante avaliação de 61 áreas em desenvolvimento. Determinaram-se os índices almejados, encontrando correlação entre litologias e taxas de *overbreak*, identificando assim qual a mais apropriada para atividades de desenvolvimento da mina e subsequente lavra de minério. Evidenciou-se que o núcleo interno da mina, com litologia MAN (metabasalto), apresenta maior competência e devem-se alocar as operações na mesma, já que a taxa de *overbreak* apresentada foi a menor. Com relação aos custos, o *overbreak* total obtido das áreas estudadas, ocasionou 8% a mais do valor do custo de transporte planejado, enquanto a litologia presente no exterior da mina X1 (metapelitos), mostrou aumento de 19% relacionado ao custo planejado. Correlacionou-se o *underbreak* ao baixo rendimento de desmonte, um diagrama de Ishikawa foi confeccionado com as principais causas e foram demonstradas possíveis ações para mitigação delas. Entende-se que resultados apresentados podem auxiliar em novos projetos de minas subterrâneas sob as mesmas condições.

**Palavras-chave:** mina subterrânea, sobreescavação, subescavação, desenvolvimento, diluição.

## ABSTRACT

Monitoring underground operations is an accurate way of evaluating and ensuring the best development of galleries and, therefore, anticipating indices of excavation quality, overexcavation (*overbreak*) and underexcavation (*underbreak*) and prediction of future dilution in mining. The underground mine, object of study, is inserted in the Cuadrilátero Ferrífero, and has gold as its main product, through sublevel stoping mining. In order to avoid necessary costs and rework for the mine, this study aims to better understand the indices through the relationship between lithologies and *overbreak*, *underbreak* and blasting reduction, in addition to citing possible solutions to mitigate the problems. To this end, a quantitative analysis of data collected through the use of the Datamine Studio RM software and additional information provided by the Geotechnical, Development, Topography, Exploration and Transport teams of the company. The results were tabulated and made possible the understanding for an analysis of economic loss, before the analysis of 61 areas in development. The desired indices were determined, finding the transition between lithologies and overcoming rates, thus identifying which was the most appropriate for mine development facilities and subsequent mining of ore. It was evidenced that the inner core of the mine, with MAN lithology (metabasalt) presents greater competence and operations should be allocated in it, since the *overbreak* rate presented was the lowest. With regard to costs, the total *overbreak* obtained from the studied areas, presented 8% more than the planned transport value, while the lithology presented outside the mine X1 (metapelites), presented outside the mine, showed an increase of 19% related at your planned cost. The *underbreak* was correlated with the low dismantling performance, so an Ishikawa diagram was made with the main causes and demonstrated possible actions to mitigate them. These results can aid new underground mine projects under same conditions.

**Key words:** underground mine, *overbreak*, *underbreak*, development, dilution.



## LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Procedimento para medida e cálculo do RQD .....	6
Figura 2. Interação do explosivo com o maciço rochoso.....	15
Figura 3. Classificação dos explosivos.....	16
Figura 4 . Energia termodinâmica e velocidade de detonação, por porcentagem de óleo diesel .....	17
Figura 5. Amostra de ANFO.....	18
Figura 6. Amostra de Emulsão .....	19
Figura 7. Emulsão Encartuchada .....	19
Figura 8 . Vista Tridimensional de um Realce Aberto .....	22
Figura 9. Esquematização da geometria dos furos por <i>Blasthole Method</i> .....	23
Figura 10. Esquematização da geometria dos furos por <i>Open-Ending Method</i> .....	23
Figura 11. Esquematização da geometria dos furos por <i>Vertical Crater Retreat</i> .....	24
Figura 12. Síntese das causas do <i>overbreak</i> .....	26
Figura 13 . Diluição Planejada e Não Planejada .....	29
Figura 14. Classificação Geral de Diluição.....	29
Figura 15. Prática Ore Skin em realce aberto .....	30
Figura 16 . Lito-estratigrafia do depósito de ouro, mostrando as características pré e pós alteração hidrotermal.....	33
Figura 17 . (A) BIF não sulfetada. (b) BIF sulfetada .....	34
Figura 18 . Metandesito (MAN) em testemunhos de sondagem .....	34
Figura 19. Metabasaltos (MBA) com diferentes níveis de alteração hidrotermal.....	35
Figura 20. Filito Grafítico em testemunhos de sondagem .....	35
Figura 21. X1 e XS em testemunhos de sondagem .....	36
Figura 22. Mapa geológico-estrutural simplificado do Quadrilátero Ferrífero .....	37

Figura 23. Perfil simplificado ao longo da direção do eixo x do cone da dobra tubular .....	38
Figura 24. <i>Wireframes</i> de desenvolvimento planejado e desenvolvimento realizado, obtido no <i>software</i> Studio RM .....	39
Figura 25. <i>Wireframe</i> sendo cortada pelo modelo litológico BIF Flanco Invertido.....	40
Figura 26. Gráfico dos resultados de <i>overbreak</i> , <i>underbreak</i> e realizado planejado dos corpos litológicos. ....	49
Figura 27. Diagrama de Ishiwaka para principais causas de um baixo rendimento de desmonte, aplicável a minas com características similares. ....	53

## LISTA DE TABELAS

Tabela 1. Relação entre o valor RDQ (%) e a qualidade do maciço. ....	6
Tabela 2. Resistência à compressão uniaxial para determinação do RMR. ....	9
Tabela 3. Qualidade da rocha (RQD) para determinação do RMR. ....	9
Tabela 4. Espaçamento das descontinuidades para determinação do RMR. ....	9
Tabela 5. Condições das descontinuidades para determinação do RMR. ....	10
Tabela 6. Água subterrânea para determinação do RMR. ....	10
Tabela 7. Orientações das descontinuidades para determinação do RMR. ....	10
Tabela 8. Distribuição dos métodos para lavras subterrâneas. ....	20
Tabela 9. Sequência de eventos propostos para a região em análise ....	37
Tabela 10. Legenda utilizada para modelo litológico. ....	40
Tabela 11. Dados obtidos das 61 áreas estudadas pelo <i>software</i> DATAMINE Studio RM. ....	43
Tabela 12. Média de massa e volume transportados diariamente. ....	50
Tabela 13. Custos de transporte utilizado na mina objeto de estudo em 2022. ....	50
Tabela 14. Cálculo de custos de transporte para volume planejado. ....	51
Tabela 15. Cálculo de custos de transporte para volume realizado. ....	51
Tabela 16. Cálculo de custos de transporte para volume de <i>overbreak</i> . ....	51

## SUMÁRIO

1	Introdução .....	1
2	OBJETIVOS .....	3
2.1	Objetivo Geral.....	3
2.2	Objetivos Específicos .....	3
3	Revisão Bibliográfica.....	4
3.1	Classificação dos maciços rochosos .....	4
3.1.1	RQD ( <i>Rock Quality Designation</i> ) .....	5
3.1.2	SISTEMA Q ( <i>Rock Tunnel Quality</i> ).....	7
3.1.3	SISTEMA RMR ( <i>Rock Mass Rating</i> ).....	8
3.2	Propriedades dos explosivos.....	11
3.2.1	Densidade.....	11
3.2.2	Velocidade de detonação (VOD) .....	12
3.2.3	Pressão de detonação .....	12
3.2.4	Estabilidade .....	13
3.2.5	Resistência à água .....	13
3.2.6	Sensibilidade .....	14
3.3	Explosivos .....	14
3.3.1	Classificação e tipo de explosivos .....	14
3.3.2	ANFO.....	17
3.3.3	Emulsões.....	18
3.4	Realce em subníveis ( <i>Sublevel Stoping</i> ) .....	20

3.5 Fatores da lavra .....	24
3.5.1 Subescavação ( <i>Underbreak</i> ) .....	25
3.5.2 Sobreescavação ( <i>Overbreak</i> ) .....	25
3.5.3 MCF ( <i>Mine Call Factor</i> ).....	26
3.5.4 Recuperação .....	27
3.5.5 Diluição .....	28
3.5.6 Diluição planejada .....	30
3.5.7 Diluição não planejada.....	31
4 Estudo de Caso.....	31
4.1 Litografia .....	32
4.2 Geologia Estrutural .....	36
5 Metodologia.....	39
6 Resultados .....	42
7 Discussão.....	52
8 Conclusão .....	55
Referências.....	56

# 1 INTRODUÇÃO

A atividade minerária no Brasil se destaca como um dos essenciais e principais setores da economia. Somente no ano de 2021, cerca de 2,5% do Produto Interno Bruto (PIB) brasileiro foi representado pela atividade minerária, por meio da extração de mais de 80 tipos diferentes de minerais (SGMT, 2022).

A manutenção de melhorias na qualidade de vida social atual e o desenvolvimento de novas tecnologias estão diretamente relacionados à mineração, visto que é dela a proveniência da maior parte da matéria prima que é destinada aos bens de consumo.

Uma série de estudos é necessária para alcançar melhores resultados na extração mineral, maior conhecimento do depósito a ser trabalhado e suas condições. Áreas da geologia, hidrogeologia, mecânica de rochas, social, ambiental, financeira, engenharia e afins são necessárias para se alcançar um satisfatório nível de detalhamento e assim, conseguir avaliar a viabilidade operacional da área.

Com a significativa diminuição de minérios em superfície e aumento da demanda do mercado da mineração, se fez cada vez mais necessária a lavra de corpos minerais mais profundos, em subsolo. A mineração em subsolo visa à redução da escassez dos bens minerais que não são mais encontrados na superfície. Projetos de mineração subterrânea envolvem altos investimentos, logo a preocupação com custos na operação aumenta. Os custos principais nessas escavações são oriundos principalmente das atividades de perfuração e desmonte, ventilação, carregamento, transporte e suportes (Doneva et al, 2015).

Na atualidade, os principais métodos de escavação de rochas se dão pelas atividades de perfuração e desmonte de rochas por explosivos. Tais processos causa, de maneira inevitável, danos ao maciço rochoso circundante, gerando uma região danificada e conseqüentemente *overbreak* e *underbreak*. A quebra excessiva ou a danificação do maciço, faz com que toda operação seja comprometida, seja no

aumento dos custos, no prazo das atividades ou segurança do processo e dos trabalhadores (Verma et al., 2016).

Nas atividades de escavação com explosivos duas situações são comuns: o *overbreak*, que se relaciona ao volume de rocha escavado além do perfil projetado, e o *underbreak*, que corresponde ao volume interno ou não escavado, de acordo com o perfil projetado (FODERÀ et al., 2020).

O estudo em questão tratará de uma mina subterrânea, em operação no Brasil, situada na região do Quadrilátero Ferrífero, onde a extração do minério de ouro é realizada por meio da lavra pelo método denominado realce em subníveis (*sublevel stoping*). Com o inevitável aprofundamento da mina e suas mudanças geotécnicas e geológicas, relatos de aumento de índices de *overbreak* e *underbreak* o desenvolvimento, diluição e baixa recuperação da lavra foram observados. A avaliação neste trabalho compara índices operacionais que envolvem a diluição da lavra e o rendimento de desmonte por explosivos, a fim de mitigar os problemas citados.

## **2 OBJETIVOS**

### **2.1 Objetivo Geral**

Este trabalho tem por objetivo a abordagem dos impactos negativos no desenvolvimento de galerias, *overbreak* e *underbreak*, e na previsão da diluição não planejada na lavra, de uma mina subterrânea de ouro, de forma técnica e sistematizada.

### **2.2 Objetivos Específicos**

Para investigação dos fatores, serão adotados os seguintes objetivos específicos:

- Definição da correlação entre litologia e *overbreak* na mina objeto de estudo;
- Definição e apresentação da perda econômica da empresa devido aos índices de *overbreak*;
- Identificação dos fatores de baixo rendimento de desmonte por explosivos, problemática associada ao *underbreak*;
- Propostas de ações para controle do baixo rendimento de desmonte por explosivos.



### **3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA**

Este capítulo apresenta brevemente os conceitos teóricos em que este estudo é apoiado.

#### **3.1 Classificação dos maciços rochosos**

O maciço rochoso é o material intacto em um meio contínuo, de variáveis dimensões, que são classificados de acordo com sua composição mineralógica e gênese, em que podem ocorrer blocos de rocha, com descontinuidades, preenchidas ou não, gerando características heterogêneas (ISMR, 1978 citado por Zhou et al., 2019). No que diz respeito ao desmonte de rocha por explosivo, os resultados obtidos na detonação estão habitualmente mais interligados às propriedades das rochas, do que às propriedades dos explosivos, propriamente ditos.

Existe atualmente uma variedade de sistemas utilizados para estimar a qualidade dos maciços rochosos, porém os mais utilizados são RQD, Q e RMR sugeridos por Barton et al (1974), que serão tratados a seguir. Tais sistemas, também classificados como parâmetros, são obtidos por meio do estudo de prospecções mecânicas, como sonda rotativa, e prospecções geofísicas. As prospecções mecânicas e geofísicas também permitem a classificação do grau de alteração do maciço, grau de consistência e fraturamento, e a classificação litológica, que vai determinar o tipo de rocha a partir de um conjunto de características obtidas. Descontinuidades são apresentadas pelas rochas e solos, então, fatores relacionados ao meio encontrado “in situ” da rocha intacta e do maciço rochoso são extremamente importantes para sua avaliação.

### 3.1.1 RQD (*Rock Quality Designation*)

O RQD pode ser definido por Deere et al. (1967) como um índice que estima a recuperação percentual modificada dos testemunhos de sondagem, identificando zonas de qualidades variáveis no maciço, definindo seu grau de compartimentação e a influência das suas descontinuidades.

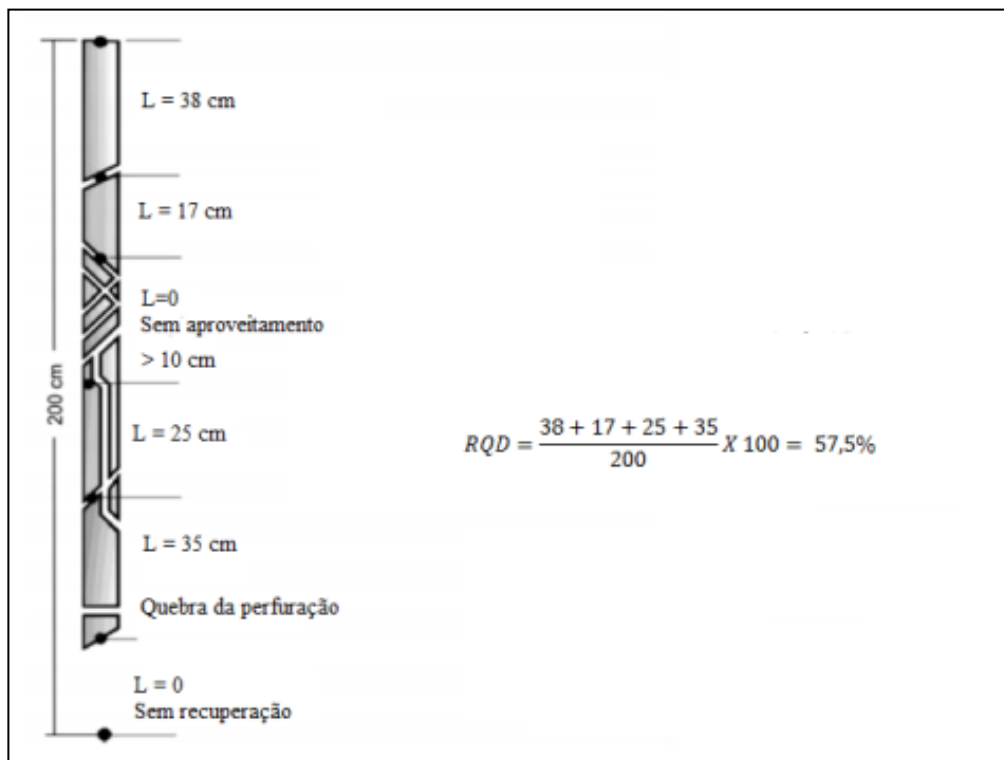
No procedimento para medida e cálculo do RQD, consideram-se todos os testemunhos recuperados obtidos que possuem comprimento maior que 10 cm. Já os que possuem comprimento menor que essa medida, são desconsiderados, esses são resultantes de descontinuidades mais próximas, intemperismo e até diaclasamento. Algumas propostas para se chegar ao valor do RQD existem, porém, a mais utilizada é a equação (1) que Deere (1967) propôs para cálculo do RQD, e a figura 1 exemplifica a metodologia utilizada.

$$RQD = \frac{\sum L}{S} \times 100\% \quad (1)$$

Em que:

L= Comprimento de testemunhos de rocha maiores, ou iguais a 10 cm;

S= Comprimento total do testemunho



**Figura 1.** Procedimento para medida e cálculo do RQD (Hoek et al., 1998).

A relação entre a qualidade da rocha e o índice RQD estão diretamente interligados, como disposto na Tabela 1.

**Tabela 1.** Relação entre o valor RDQ (%) e a qualidade do maciço.

Classe	Qualidade da rocha	RQD (%)
I	Muito ruim	< 25
II	Ruim	25 – 50
III	Regular	50 – 75
IV	Bom	75 – 90
V	Excelente	90 – 100

Fonte: Deere (1988)

Os baixos valores de RQD podem ser destacados devido a uma série de fatores, como tensão resiliente ou umidade do ar; situação estrutural do maciço, aparecimento de zonas de juntas fechadas, rochas em condições pobres e técnicas de perfuração, que, se realizada de maneira errada, pode ocasionar ruptura dos testemunhos em estudo (Deere et al 1988).

### 3.1.2 SISTEMA Q (*Rock Tunnel Quality*)

O sistema Q, foi proposto por Barton et al. (1974), com o objetivo de classificar quantitativamente e auxiliar na projeção de suporte de túneis. Foi baseado na análise de 212 casos de túneis na Escandinávia, e dessa forma, considerado uma das principais contribuições, no que diz respeito a classificação de maciços rochosos. O valor de Q baseia-se na avaliação do maciço rochoso por meio de seis parâmetros, e pode ser obtido por:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

( 2 )

Em que:

RQD = Índice de qualidade da rocha;

J<sub>n</sub> = Índice para número de famílias de descontinuidades;

J<sub>r</sub> = Índice de rugosidade das descontinuidades;

J<sub>a</sub> = Índice de posicionamento das descontinuidades;

J<sub>w</sub> = Fator de redução devido à água;

SRF (*Stress Reduction Factor*) = Fator de redução devido o campo de tensões “*in situ*”.

Ao analisar cada um dos três quocientes da equação, temos a representação do tamanho dos blocos, a representação das características das discontinuidades, e a “tensão ativa”, respectivamente. O valor do índice Q é diretamente proporcional ao fator RQD e inversamente proporcional à diminuição do número de famílias de discontinuidades. Em escala logarítmica, ele varia de 0,001 a 1000, e conforme maior o valor encontrado, melhor a qualidade do maciço.

### **3.1.3 SISTEMA RMR (*Rock Mass Rating*)**

Desenvolvido por Bieniawski (1989), é um sistema tido pela mineração como conservador, mesmo tendo passado por diversas alterações a fim de alcançar melhores resultados em distintas aplicações, procedimentos e padrões. Apesar das modificações, sua substancialidade foi mantida (Ávila, 2012). O RMR tem a finalidade de analisar parâmetros de deformação e resistência do maciço, visando estipular de forma antecipada a capacidade de autossustentação do bloco e permite correlacionar outras grandezas, como o vão livre máximo encontrado em uma escavação (Bieniawski, 1989).

Freitas (2011) descreve que o sistema apresentava oito parâmetros condicionantes, que posteriormente foram sintetizados em seis parâmetros que classificam o maciço rochoso conforme apresentados nas tabelas 2, 3, 4, 5, 6 e 7:

**Tabela 2.** Resistência à compressão uniaxial para determinação do RMR.

CLASSIFICAÇÃO									
Parâmetro			Intervalo de valores						
1	Resistência da rocha intacta (MPa)	Índice de carga pontual (PLT)	>10	4-10	2-4	1-2	Para valores menores recomenda-se o teste de comp. uniaxial		
		Resistência compressão uniaxial	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1
Valor			15	12	7	4	2	1	0

Fonte. Adaptado de Bieniawski (1989).

**Tabela 3.** Qualidade da rocha (RQD) para determinação do RMR.

2	Designação da qualidade da rocha (RQD%)	90-100	75-90	50-75	25-50	<25
	Valor	20	17	13	8	3

Fonte: Adaptado de Bieniawski (1989).

**Tabela 4.** Espaçamento das descontinuidades para determinação do RMR.

3	Espaçamento das descontinuidades (cm)	>200	200-600	60-20	20-6	<6
	Valor	20	15	10	8	5

Fonte: Adaptado de Bieniawski (1989).

**Tabela 5.** Condições das descontinuidades para determinação do RMR.

Condições das descontinuidades	Superfícies muito rugosas, não-contínuas e sem separação, parede da rocha não alterada	Superfícies pouco rugosas, separação < 1 mm, paredes da rocha pouco intemperizadas	Superfícies pouco rugosas, separação < 1 mm, paredes da rocha muito intemperizadas	Superfícies estriadas ou gouge < 5 mm (espessura) ou separação 1 – 5mm (contínua)	Gouge mole > 5mm (espessura) ou separação > 5mm (contínua)
Valor	30	25	20	10	0

Fonte: Adaptado de Bieniawski (1989)

**Tabela 6.** Água subterrânea para determinação do RMR.

Água subterrânea	Influxo por 10m no comprimento do túnel (l/m)	Sem valor	<10	10-25	25-125	>125
	Pressão de água na junta/ $\sigma$ principal maior	0	<0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5
Condições gerais	Completamente seco	Úmido	Molhado	Gotejando	Com fluxo	
Valor	15	10	7	4	0	

Fonte: Adaptado de Bieniawski (1989)

**Tabela 7.** Orientações das descontinuidades para determinação do RMR.

Orientações da direção e mergulho	Muito favorável	Favorável	Razoável	Desfavorável	Muito desfavorável
6 Túneis e Minas	0	-2	-5	-10	-12
Valor Fundações	0	-2	-7	-15	-25
Taludes	0	-5	-25	-50	

Fonte: Adaptado de Bieniawski (1989)

## 3.2 Propriedades dos explosivos

Os explosivos apresentam propriedades intrínsecas que são diretamente proporcionais ao seu desempenho, e às condições às quais são submetidos. Essas propriedades os caracterizam e garantem melhor aplicabilidade às condições exigidas, uma vez que variados tipos de explosivos se encontram disponíveis no mercado.

### 3.2.1 Densidade

Segundo Jimeno et al (1987), a densidade do explosivo, também conhecida como sua massa específica, expressa a massa ocupada pelo seu volume, e grande parte deles possuem densidade variante entre 0,8 e 1,6 g/cm<sup>3</sup>. É a relação da massa e do volume representado por g/cm<sup>3</sup>. O conhecimento prévio e exato da densidade do explosivo utilizado é de extrema importância na distribuição da carga, uma vez que quanto maior a densidade, maior a ruptura alcançada. A densidade explosiva é um fator determinante no cálculo da quantidade de carga necessária em cada ação de desmonte. Quando se tem maior quantidade desejada em volume com diferentes densidades, a aparição de grandes quantidades de *overbreak* ocorre, além de um gasto energético desnecessário.

De modo geral, são utilizados no fundo dos furos explosivos mais densos, já que é necessário maior concentração de energia para arranque da rocha; e em cargas de colunas, explosivos menos densos são utilizados, como à base de ANFO (Jimeno et al 1987). Silva (2006) preconiza que em furos que apresentam água, não devem ser utilizados explosivos com densidade igual ou menor que 1,0 g/cm<sup>3</sup>, e sim acima desse valor, ocupando o fundo do furo e expulsando a água presente.

A equação (3) mostra como alcançar a concentração ideal de carga  $q_1$  (kg/m), em um furo com diâmetro  $D$  (mm) e densidade do explosivo  $p_e$  (g/cm<sup>3</sup>):



$$q_1 = 7,854 \times 10^{-4} \times \rho_e \times D^2$$

( 3 )

### 3.2.2 Velocidade de detonação (VOD)

A velocidade de detonação ou, velocidade da reação de combustão, relaciona-se ao ritmo em que a liberação de energia se propaga pela coluna do explosivo, que está diretamente ligada à variação do diâmetro da carga, a densidade e composição química do explosivo, sua iniciação e seu grau de confinamento (Ricardo e Catalani, 2007).

Silva (2006) afirma que é a única propriedade facilmente determinada nos furos, e permite calcular a pressão produzida durante a detonação, analisar e comparar o desempenho de diferentes iniciadores, e verificar o valor fornecido pelos fabricantes em relação aos seus acessórios e ao explosivo propriamente dito.

### 3.2.3 Pressão de detonação

A pressão de detonação de um explosivo é expressa diretamente proporcional ao quadrado da velocidade da detonação, e medida por meio da passagem da onda quando se propaga na coluna de explosivo.

Segundo Jimeno et al. (1997), a equação (4) é possível analisar a forma de calcular a pressão de detonação de cada explosivo:

$$PD = 432 \times 10^{-6} \times \rho_e \times (VoD^2) \div (1 + 0,8 + \rho_e)$$

( 4 )

Em que:

PD = Pressão de detonação (MPa);

$\rho_e$  = Densidade do explosivo (g/cm<sup>3</sup>);

VoD = Velocidade de detonação.

Uma das maneiras de testar a eficiência do desempenho de determinado explosivo, é comparando sua pressão de detonação, produzida no furo, com a resistência do maciço rochoso. Se a pressão produzida no furo for menor que a compressão do maciço, a rocha não se fragmentará, e a energia não utilizada na fragmentação irá se propagar no terreno em vibrações (Silva, 2006).

#### **3.2.4 Estabilidade**

A estabilidade dos explosivos é uma propriedade que possui alta influência no desempenho da ação do desmonte, e relaciona-se ao tempo máximo de armazenamento das substâncias que o compõe.

Jimeno et al. (1997) citam o método de Abel para a análise da estabilidade. A mesma consiste em aquecer a amostra em temperatura específica a um determinado tempo até a sua decomposição.

#### **3.2.5 Resistência à água**

Uma das definições de resistência do explosivo à água se dá pela variável da característica de suportar específicas condições do ambiente que podem provocar sua deterioração. Demonstra significativa importância, visto que é comumente encontra-se a presença de água nas operações de perfuração de rocha, que a utiliza para refrigeração dos utensílios e para a limpeza dos furos.

A resistência à água do explosivo oscila conforme a proporção de nitroglicerina, ou outros aditivos, como: emulsões que são altamente resistentes à água e hidrogéis. É medida por meio de testes onde submetem o explosivo à submersão em água, sem alterar sua eficiência, testando sua iniciação e fragmentação da rocha em questão.

### **3.2.6 Sensibilidade**

Silva (2006) afirma que a sensibilidade do explosivo se dá em relação à suscetibilidade do mesmo na iniciação, se ele é sensível a cordel, espoleta ou outro dispositivo. A sensibilidade é medida e analisada a fim de garantir também a segurança da ação de detonação, já que os explosivos devem ser resistentes o suficiente e aguentarem condições como calor e impacto, que podem sofrer durante seu manuseio. Ricardo e Catalani (2007) afirmam que um explosivo de sensibilidade à propagação de 1 cm é mais sensível que um de 3cm.

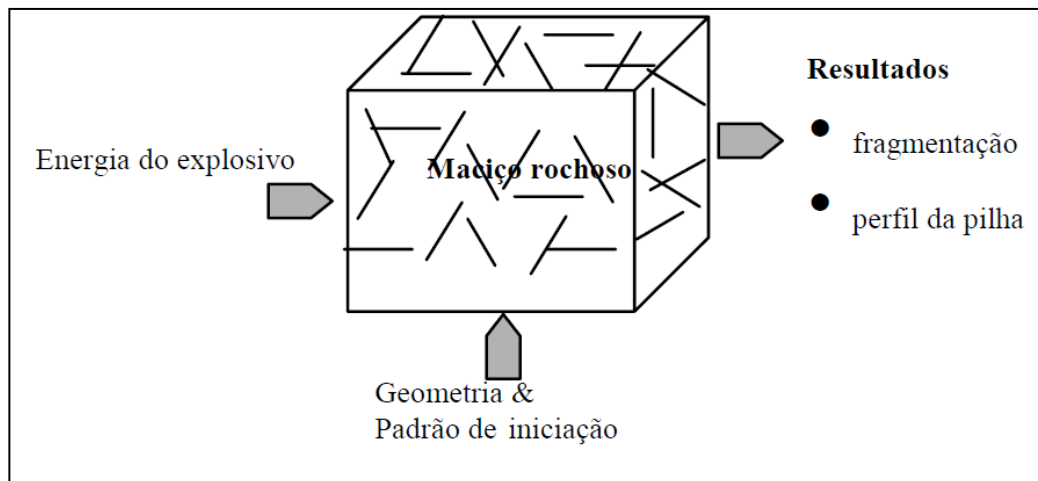
## **3.3 Explosivos**

### **3.3.1 Classificação e tipo de explosivos**

A produtividade de uma mina tem melhorias e reduções de custos decorrentes com uma rocha bem fragmentada, já que ocorrerá menos deterioração dos equipamentos necessários na mina (Minérios e Minerale, 2008). O desmonte é apenas uma das operações que regem uma mina, acompanhado de perfuração, carregamento e transporte.

Silva (2006) afirma que explosivos são misturas ou substâncias, que em qualquer estado físico ao serem expostos a agentes externos (atrito, calor, impacto ou outro), se decompõe quimicamente em curto intervalo de tempo, transformando-se em gases rápida e violentamente, liberando energia em alta temperatura em

significativa quantidade, que gera trabalho mecânico em torno do material (figura 2). Quanto menor o intervalo de tempo nessa transformação, maior a pressão resultante sobre o material. O atrito transferido a rocha pode atingir particular velocidade entre 3.000 m/s e 5.000 m/s, e alcançar um volume final, após gases gerados pela explosão, com cerca de 18.000 vezes o volume inicial.



**Figura 2.** Interação do explosivo com o maciço rochoso (KOPPE, 2012)

Existem diversos tipos de explosivos e cada um é projetado com qualidades particulares e características únicas para atividades específicas, e, somente as pessoas treinadas e certificadas, estão autorizadas a usar e manusear explosivos. Ricardo e Catalani (2007) relatam que sua classificação pode ser dividida em três categorias, de acordo com a velocidade que suas reações ocorrem, como apresentado na figura 3.

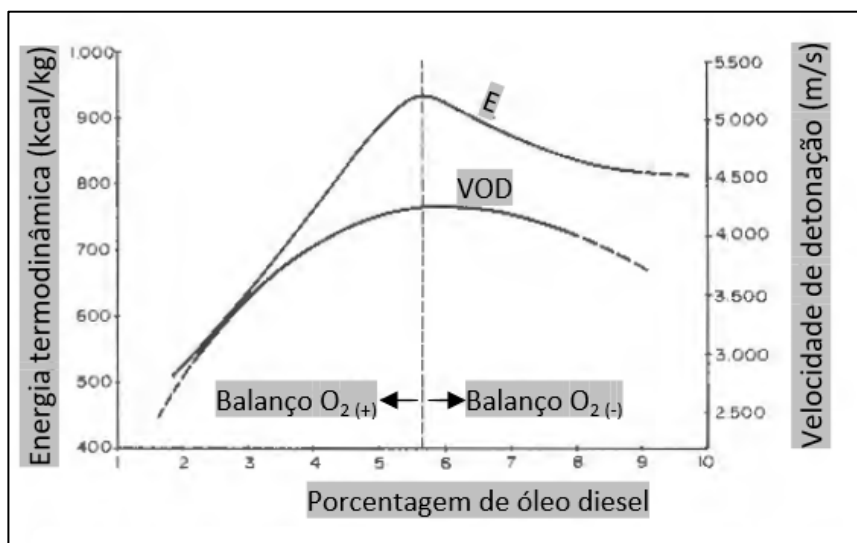


**Figura 3.** Classificação dos explosivos - Adaptado de Silva (2001).

Os altos explosivos são altamente sensíveis, facilmente detonados por impacto, fricção, e/ou chama, e possuem sua velocidade de detonação variante entre 1.500 m/s e 9.000 m/s e taxas de pressão variando entre 0,1 GPa e 150 GPa. enquanto os denominados baixos explosivos consistem em uma baixa propagação de onda de choque, em até 1.500 m/s, com pressões em torno de 345 MPa (Junior, 2017). Altos explosivos detonam, liberam uma onda de choque autossustentada de alta energia, enquanto baixos explosivos deflagram, apresentando menor poder destrutivo onde ocorre a autocombustão de um corpo, queimando ao invés de explodir. Os agentes detonantes classificam-se como misturas de ingredientes, que causam uma propagação de onda de choque capaz de iniciar uma detonação por explosivos, porém eles não possuem impacto suficiente para a fragmentação da rocha, sendo assim classificados como acessórios na detonação.

### 3.3.2 ANFO

Surgiu no mercado em meados de 1950 o *Ammonium Nitrate Fuel Oil* (ANFO), explosivo resultante da mistura de óleo combustível (*fuel oil*) e nitrato de amônia (*ammonium nitrate*), levemente colorido para facilitar sua identificação e altamente insensível a choques, fricção e impacto. É um explosivo granulado com alta porosidade e baixa densidade, que permite a eficiência na absorção do óleo combustível e conseqüentemente favorece a reação de oxidação. Jimeno (1987) ressaltam que para assegurar na reação o balanço de oxigênio, é necessário para seu preparo 94,5% de nitrato de amônia em grãos e 5,5% de massa combustível, tal reação libera 0,93 kcal/g de quantidade de calor, e pode produzir óxidos de nitrogênio e monóxido de carbono. Na figura 4 é possível ver que a energia e detonação do ANFO é proporcional à quantidade de massa combustível utilizada.



**Figura 4 .** Energia termodinâmica e velocidade de detonação, por porcentagem de óleo diesel (adaptado de JIMENO et al. 1987).

Sua resistência à água é baixa, o que se mostra uma desvantagem, porém, conseqüentemente apresenta melhor desempenho em condições secas, e normalmente carregado por sopro ou até mesmo derramado no subsolo. O mesmo

apresenta como vantagens seu baixo custo de formação, a baixa produção de gases tóxicos e sua estabilidade ao que se leva em consideração a estocagem, transporte e o manuseio. O ANFO tornou-se um dos principais explosivos da indústria entre 1970 e 1980 (National Highway Institute, 1991), e ainda é altamente comercializado devido a seu baixo custo, na figura 5 uma amostra de ANFO é apresentada.



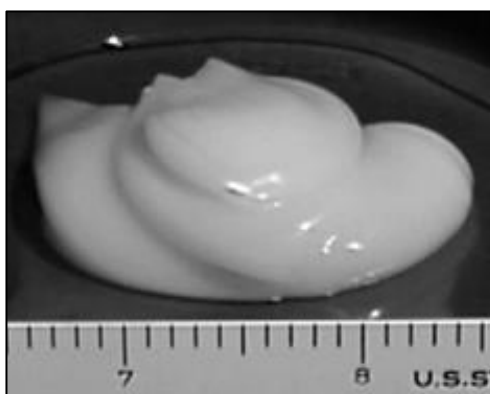
**Figura 5.** Amostra de ANFO. Fonte: Britanite (2009).

### **3.3.3 Emulsões**

Mendes (2019) descreve que as emulsões são explosivos constituídos por massas explosivas em duas fases imiscíveis, uma solução aquosa de nitratos de amônio, sódio e água, e outra fase oleosa que é constituída por emulsões de óleo combustível. Na figura 6 é possível observar uma amostra de emulsão. Para eficiência da propagação da onda de choque, é possível encontrar outros componentes, como sensibilizantes (alumínio atomizado e nitrito de sódio). São consideradas as mais atuais tecnologias de explosivos do mercado, e apresentam diversas vantagens em seu uso. Elas produzem poucos gases e não provocam efeitos fisiológicos, propiciam maior tempo de vida útil de armazenamento com alta densidade de carregamento, ótima resistência à água por acomodar-se ao furo facilmente e desempenho confiável em ambientes úmidos, altamente bombeáveis, muito estáveis, alta velocidade de detonação com aumento da segurança, devido a

detonação ser processada com onda de choque acima da velocidade sônica, e apesar da utilização de iniciadores menos sensíveis, apresentam performance elevada na fragmentação das rochas mais resistentes. Em relação ao ANFO, possuem maior densidade aparente.

Como não possuem altos explosivos na sua formulação, se faz presente o ar armadilhado, que seria a gaseificação afim de modificar a força e aumentar a sensibilidade à iniciação da ação explosiva. Muitas vezes são bombeadas e carregadas mecanicamente por caminhões utilizando uma mangueira e ejeção pressurizada, onde a emulsão só é sensibilizado no momento da aplicação nos furos, o que permite a liberação para armazenagem e tráfego (Silva, Bruno e Marques, 2004). Muito encontradas também confinada em cartuchos de diferentes dimensões, que apresentam o agente sensibilizante citado acima, o ar pressurizado.



**Figura 6.** Amostra de Emulsão. Fonte: Britanite (2009).



**Figura 7.** Emulsão Encartuchada (Britanite, 2009).



### 3.4 Realce em subníveis (*Sublevel Stopping*)

Dentre algumas definições, segundo Girodo (1991), a lavra dentro da mineração corresponde ao conjunto de operações que visam a extração de minerais industriais ou minérios, buscando aproveitamento industrial de determinada jazida. É o processo que vai desde o planejamento, passando pela extração e finalizando no beneficiamento do minério.

De acordo com Hartman (2002), as operações de extração realizadas abaixo da superfície terrestre têm por definição o nome de lavra subterrânea.

O método de lavra a ser utilizado é um dos fatores principais dentro da mineração a serem levados em consideração, pois permite a análise da economicidade da mina, e os impactos diretos na prosperação ou não do empreendimento mineral. Já a seleção do método de lavra é empregada em função de algumas condicionantes: a estabilidade e resistência do maciço constituinte de minério, a geometria do corpo (espessura e inclinação), a geomecânica e a utilização ou não de suporte na operação.

Conforme apresentado na Tabela 8, os métodos de lavra subterrânea agrupam-se conforme suporte (natural ou artificial) a ser utilizado, mostrando sua devida relevância no processo.

**Tabela 8.** Distribuição dos métodos para lavras subterrâneas.

<b>Classe</b>	<b>Subclasse</b>	<b>Método</b>
Suporte	Suporte natural	Câmaras e pilares Sublevel Stope Shrinkage
	Suporte artificial	Corte e Aterro

**Fonte:** Adaptação de Hartman (2002).

Neste trabalho, o método de lavra a ser estudado é o *Sublevel Stopping*, ou realce em subníveis, que se encontra suscetível a considerável diluição e é o método mais utilizado na América do Sul, conforme Curi (2017). É o mais popular em minas metálicas, rochas duras, e em lavras de grandes depósitos de baixo teor. Tal método caracteriza-se habitualmente por ser ascendente e verticalizado, e aplica-se onde tanto a minério quanto a rocha encaixante que são competentes – RMR (*Rock Mass Ratio*) maior que 60 para lapa (*footwall*) e capa (*hanging wall*) – e de alta inclinação (mergulho maior que 45°), visto que após o desmonte não é utilizado suporte nos realces que são deixados.

O minério é obtido por meio de tiras verticais utilizando longas perfurações radiais (figura 8), em leque ou paralelas, e alto índice de mecanização das operações, trazendo melhora significativa na eficiência do método. Por meio dos subníveis é possível realizar a perfuração e desmonte, e após, o minério escoar em grande volume pelos realces (*stopes*) de produção. Cada modelo de realce, segundo Mann (1998), é definido com base nas limitações geomecânicas, geometria e resistência da rocha encaixante, direções das tensões aplicadas e, até mesmo, as restrições quanto aos recursos.

O corpo de minério onde será aplicado o método é dividido em fatias, que são denominadas realces (*stopes*) planejados em *softwares* comerciais para planejamento de lavra, como Datamine e Deswik, visando melhor execução e conseqüentemente, menor diluição. Entre níveis são aplicados pilares horizontais (*sill pillars*) e pilares verticais (*rib pillars*), permitindo melhor redistribuição das tensões e obtendo maior estabilidade nos realces.

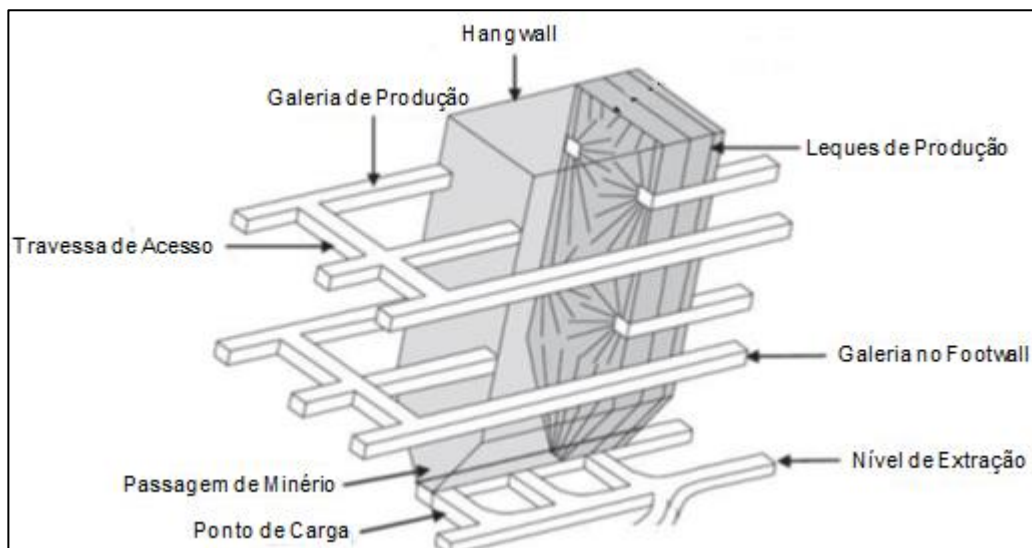
O método assim como outros, apresenta uma série de vantagens e desvantagens, e, baseado nos trabalhos de Hartman e Mutmansky (2002), as vantagens obtidas são:

- Moderada a alta produtividade.
- Custos moderados.
- Baixo custo de desmonte e movimentação do material.
- Pequena exposição dos contratados a condições não seguras.

- Simultaneidade das operações unitárias.
- Boa recuperação (cerca de 75%).
- Baixa diluição.

Por outro lado, existem desvantagens como:

- Lentidão e complexidade no desenvolvimento complicado.
- Custos elevados no desenvolvimento.
- Inflexibilidade e não seletividade no Planejamento de lavra.
- Exige precisão e meticoloso alinhamento nas perfurações.
- Danos estruturais devido ao alto desmonte.

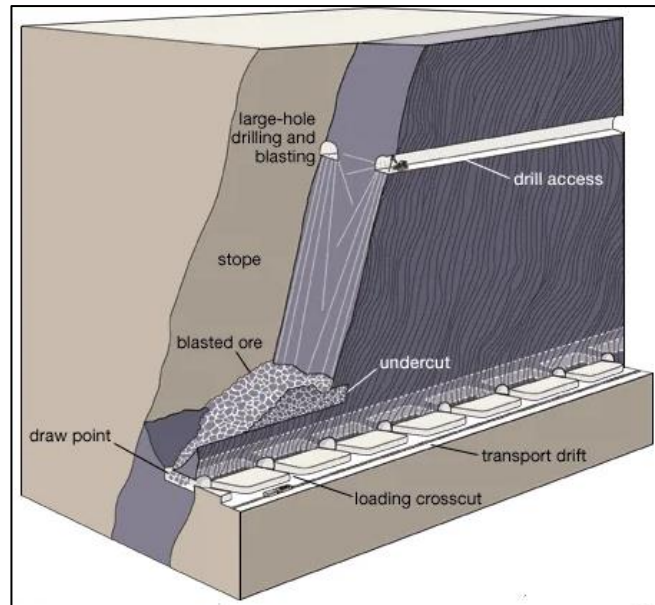


**Figura 8** . Vista Tridimensional de um Realce Aberto (Adaptado de Villaescusa, 2014).

As obras de Villaescusa (2014) e Oliveira (2012) definem que existem três variações do método *Sublevel Stopping*, tendo como maior diferença entre elas a metodologia utilizada na perfuração e no desmonte do realce. São elas:

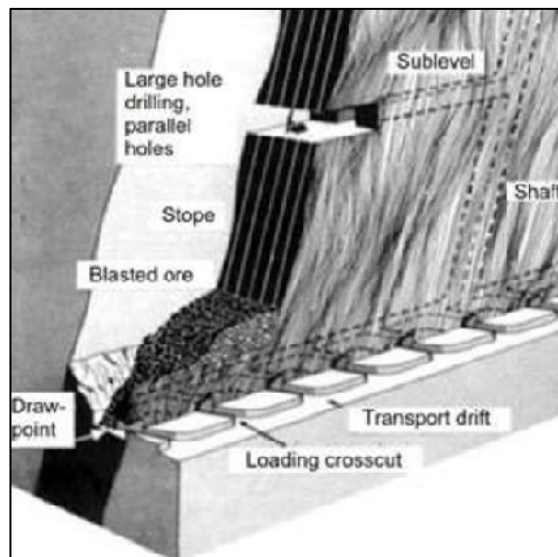
- *Blasthole Method* (Perfuração Radial);
- *Open-Ending Method* (Perfuração de Furos Longos);
- *Vertical Crater Retreat Method* (VCR).

No *Blasthole Method* (figura 9) a perfuração segue um padrão radial nos subníveis que se desmontam verticalmente em fatias do corpo de minério.



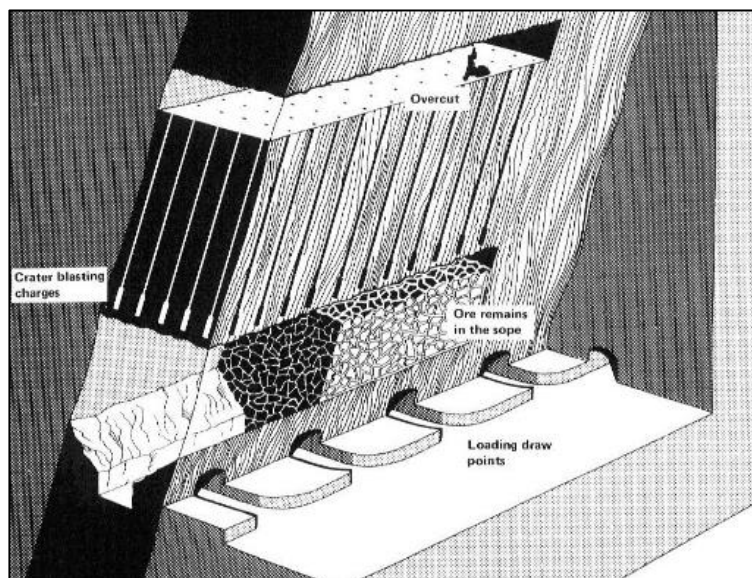
**Figura 9.** Esquemática da geometria dos furos por *Blasthole Method* (H. Harim).

No *Open-Ending Method* (figura 10) a perfuração é realizada verticalmente, e desmontado em fatias verticais, como no método anterior.



**Figura 10.** Esquemática da geometria dos furos por *Open-Ending Method* (Hustrulid 2001).

O *Vertical Crater Retreat Method* utiliza perfuração vertical semelhante ao *Open-Ending Method*, porém o que lhe difere dos demais é que o desmonte das fatias ocorre horizontalmente, assim como mostrado na figura 11.



**Figura 11.** Esquemática da geometria dos furos por *Vertical Crater Retreat Method* (Hustrulid 2001).

### 3.5 Fatores da lavra

Diversos fatores são responsáveis pelas informações que se obtém sobre um projeto de mina e sua qualidade operacional, tanto no desenvolvimento quanto na lavra. Eles indicam a relação do planejamento com a operação em si, as perdas, aumento de custos operacionais e produtividade alcançada, conforme Macêdo et al (2001). O escaneamento da região a ser mineralizada é uma das formas de medição desses fatores, e diversas podem ser suas causas.

### 3.5.1 Subescavação (*Underbreak*)

Franklin (1996) definiu *underbreak* como 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. 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.

O volume de *underbreak* obtido conseqüentemente quantifica a recuperação de um desmonte, e diretamente influencia a economicidade do processo.

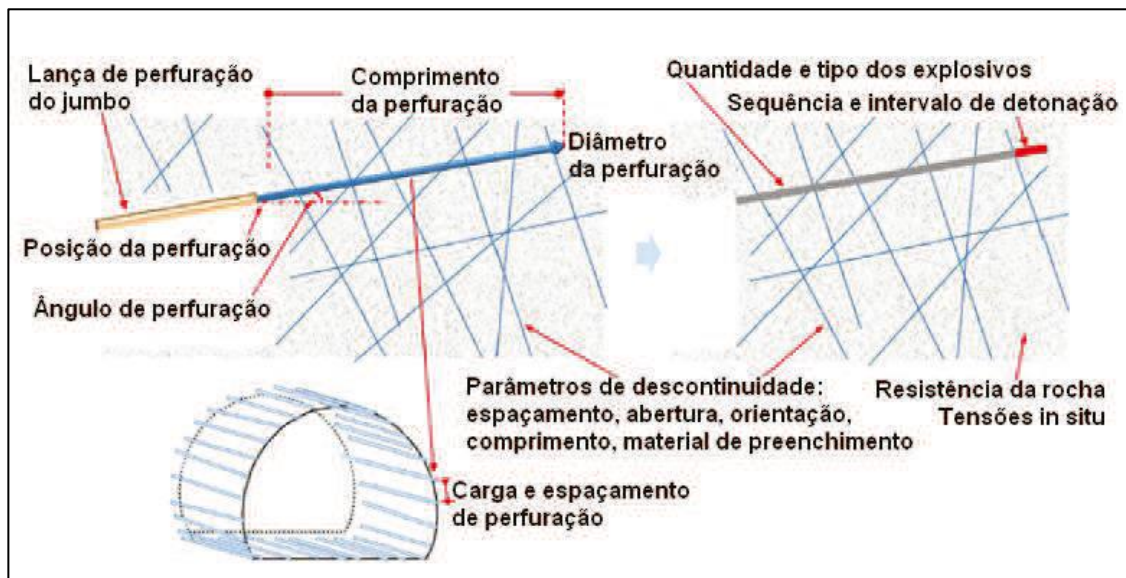
### 3.5.2 Sobreescavação (*Overbreak*)

O *overbreak*, termo em inglês para sobreescavação, tanto na lavra quanto no desenvolvimento, pode ser interpretado como toda quebra extra, sobrequebra, gerada pela atividade de desmonte. É definido como volume de materiais retirado além do necessário dentro de um planejamento para a escavação (FHWA, 2009).

Um dos principais objetivos na escavação com explosivos é a minimização do *overbreak*, que por ser inevitável, é um dos maiores desafios na mineração, podendo variar, segundo Verma et al. (2017), de 5% a 30% do volume de massa escavado.

Por ser um desafio muito significativo, cada vez mais se faz necessário estudos sobre as causas do *overbreak*, tentando visar sua mitigação. Daraei e Zale (2018) estabeleceram que suas causas podem ser classificadas em dois grupos: parâmetros geológicos, que não podem ser alterados, e parâmetros construtivos (ou técnicos), que podem ser controlados. Os parâmetros não controláveis têm influência das tensões que atuam no maciço, na água do processo, características das descontinuidades e até mesmo resistência da rocha intacta. Já nos parâmetros

técnicos, os recursos e técnicas utilizados, exercem grande influência. Um resumo das causas do *overbreak* é apresentado na figura 12.



**Figura 12.** Síntese das causas do *overbreak* (Mottahedi et al., 2017).

De acordo com Zdazinky (2015), a definição de *overbreak* se dá pela subtração do volume retirado da escavação, pelo volume que foi planejado para ela, conforme evidenciado na equação (5).

$$\text{overbreak} = (\text{volume real escaneado}) - (\text{volume planejado})$$

( 5 )

### 3.5.3 MCF (*Mine Call Factor*)

O *Mine Call Factor* (MCF), ou fator de reconciliação, é a principal medida da eficiência do processo de produção. Este fator compara o minério estimado *in situ* com a quantidade finalmente produzida, levando em consideração, as perdas com

rejeitos adquiridos ao longo do processo. Para eficiência dos fatores de correção, é preciso agrupar a maior quantidade possível de características da operação e do corpo de minério.

Conforme Storrar (1981), o MCF é a razão, expressa em porcentagem, do minério planejado e o minério medido, conforme apresenta a equação 6.

$$MCF = \frac{\text{minério planejado}}{\text{minério produzido}} \times 100$$

( 6 )

Um MCF igual ou aproximado de 100, mostra um resultado extremamente satisfatório, apresentando condições perfeitas de um realce, sem perda mineral em nenhum processo durante o manuseio; conseqüentemente quanto menor o fator, maior insatisfação dentro do processo mineral.

O fator de reconciliação é uma ferramenta frequentemente utilizada na prevenção de estimativas de discrepâncias na produção, entretanto, não se mostra útil na identificação das causas de tais discrepâncias. Enfatizado por Storrar (1981), um MCF abaixo do esperado persistente por um longo período, é insatisfatória se não houver a causa determinada.

#### **3.5.4 Recuperação**

De acordo com Anderson e Grebenc (1995), citados por Diederichs e Hutchinson (1996), a recuperação de lavra é um índice de extrema importância dentro do planejamento de mina, já que se entende como todo o material que é recuperado durante o processo de lavra. McCarthy (2001) define como o rácio de um dado recurso que ainda pode ser economicamente recuperado.

Tal parâmetro pode ser determinado por meio da proporção entre as reservas extraídas e seu volume total *in situ*, como apresentado na equação X.



$$\%Recuperação = \frac{\text{minério planejado (t)} - \text{minério perdido (t)}}{\text{minério planejado (t)}} \times 100$$

( 7 )

### 3.5.5 Diluição

Em muitas bibliografias, assim como em Hudyma e Potvin (2010), encontra-se a diluição sendo utilizada como uma medida de estabilidade e perda de qualidade, de determinado realce aberto em subníveis. Wrigth (1893), citado por Stewart et Trueman (2008), define por diluição o material estéril que contamina o minério durante sua extração e beneficiamento, fazendo com que os teores da substância útil, estimados previamente, sejam reduzidos.

Para Scoble e Moss (1994), a diluição refere-se à eficiência da lavra, que é medida por meio da proporção de resíduos introduzidos no processo de mineração, e ela é diretamente associada à morfologia do corpo a ser mineralizado e sua complexidade, e à seletividade do método a ser utilizado. Conseqüentemente, a diluição é maior nos corpos que apresentam alta irregularidade. As fontes de perda de minério e diluição são bem conhecidas, em contrapartida sua quantificação não é nada fácil.

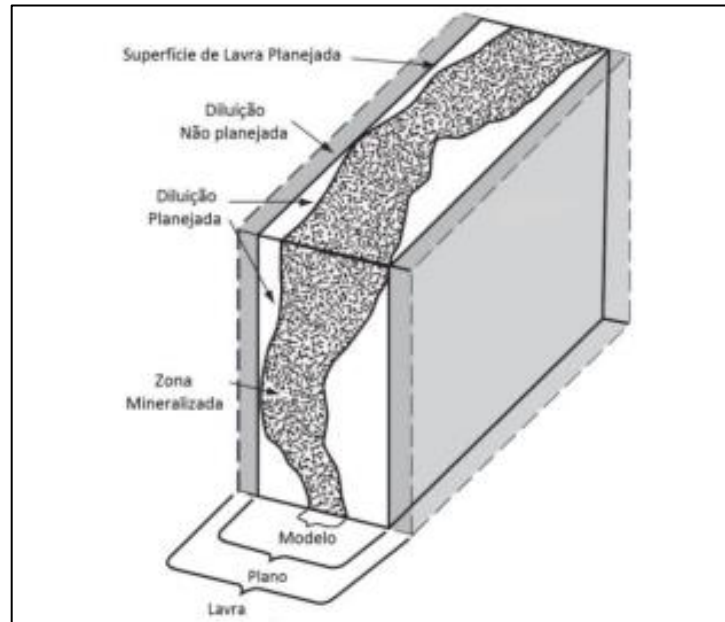
Para a quantificação da diluição, podem ser utilizadas diversas fórmulas, porém Scoble e Moss (1994) apontam que as mais utilizadas mundialmente são as apresentadas na equação 8, e Pakalnis (1995) sugere que a mesma (8) seja padronizada para o cálculo.

$$Diluição = \frac{\text{Estéril minerada em Toneladas}}{\text{Minério minerado em Toneladas}}$$

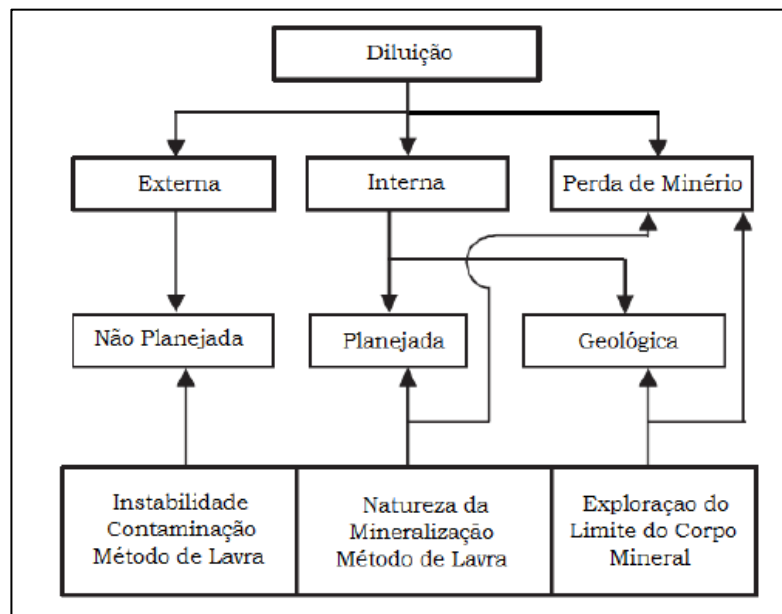
( 8 )

$$Diluição = \frac{\text{Estéril minerado em Toneladas}}{\text{Minério minerado em Toneladas} + \text{Estéril minerado em Toneladas}}$$

Dois tipos de diluição principais são relatados por Urli (2015), a planejada e a não planejada. Na figura 13 é possível observar os limites do corpo de minério e suas consequentes diluições.

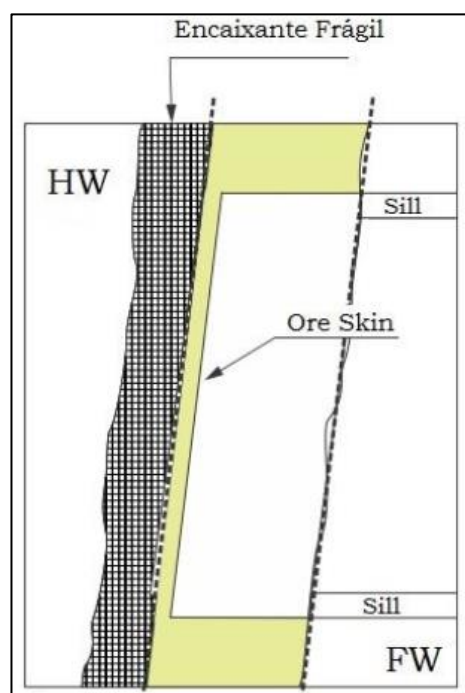


**Figura 13 .** Diluição Planejada e Não Planejada (Adaptado de Scoble e Moss, 1994).



**Figura 14.** Classificação Geral de Diluição (Adaptado de Villaescusa, 2014).

Villaescusa (2014) apresenta outras classificações de diluição, a interna e a externa que, antecedem a diluição planejada e a não planejada. Na figura 14, ele ainda mostra uma nova classificação de diluição resultante da perda de minério. Tal classificação se dá pela prática “*ore skin*” (figura 15), que se caracteriza pelo abandono de uma camada fina de minério em boas condições geomecânicas e econômicas, na parede da escavação; dessa forma evitando o aumento da diluição ao manter a estabilidade da rocha.



**Figura 15.** Prática *Ore Skin* em realce aberto (Adaptado de Urli & Esmieli, 2016).

### 3.5.6 Diluição planejada

Clark (1998) conceitua que a diluição planejada se refere ao material com teor abaixo do teor de corte, que não é definido como minério, encontrado nos limites do realce planejado a ser lavrado, que, dependendo de sua distribuição no corpo de minério ou da irregularidade dos contatos, dificulta ou impossibilita uma maior

seletividade da lavra. Geralmente utilizada em planejamento de médio a longo prazo, e é aplicada nos modelos de estimativas como um fator.

A diluição planejada decorre do estéril encontrado nos limites projetados e mostra-se diretamente relacionada à seleção do método de lavra, ao ser minerado de modo irregular, e à morfologia do corpo mineralizado, quanto maior irregularidade geométrica do corpo, maior diluição esperada no processo, devida às condições desfavoráveis (Scoble e Moss, 1994).

### **3.5.7 Diluição não planejada**

Diluição não planejada, também conhecida por diluição operacional, é aquela que se refere ao minério abaixo do teor de corte ou ao estéril propriamente dito, que não se encontra nos limites internos planejados para o realce (Clark, 1998). Tal acontecimento se dá muitas vezes pela ausência de padrões nas atividades antecedentes a extração do próprio minério.

Oliveira (2012) considera que a diluição não planejada, que pode ser chamada também de *overbreak*, ocorre por fatores como descontinuidades excessivas decorrentes do processo de desmonte, e características comuns ao maciço rochoso, como a baixa qualidade geomecânica, que geram instabilidades no próprio realce.

## **4 ESTUDO DE CASO**

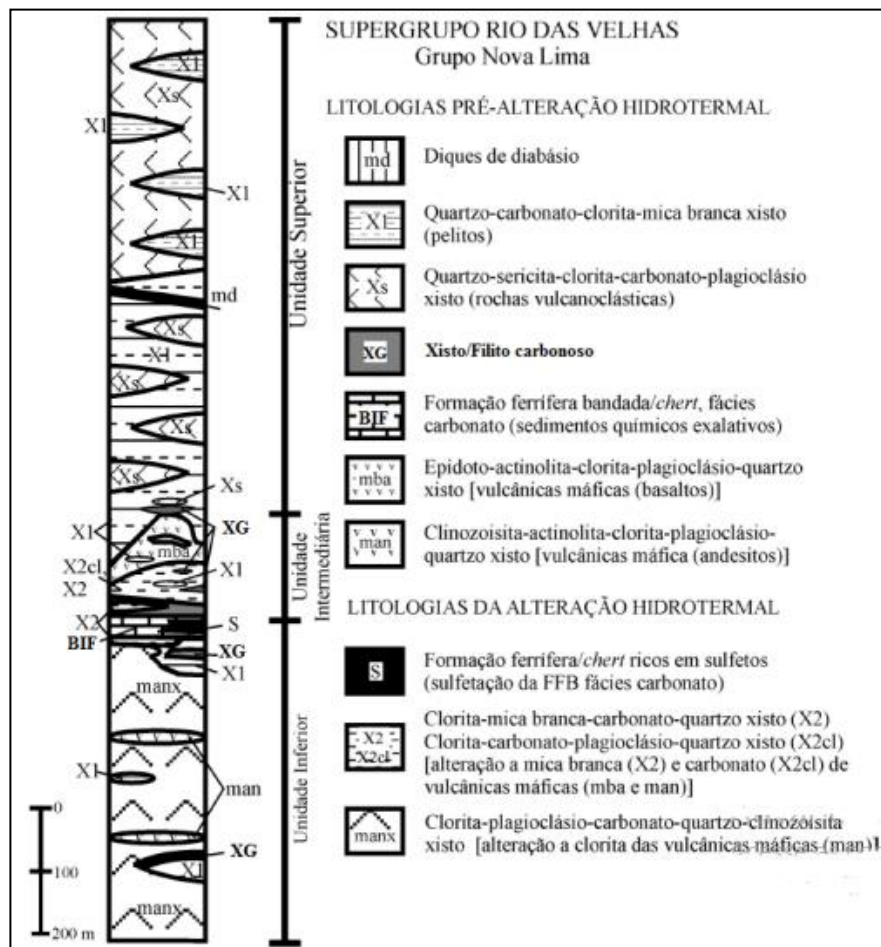
Esta seção descreverá a mina objeto de estudo em sua composição litoestratigráfica, a fim de melhor compreensão de suas características e posteriores análises.

## 4.1 Litografia

O depósito de ouro em questão se mostra inserido em uma sequência metavulcano-sedimentar, do tipo *greenstone belt* na região do Supergrupo Rio das Velhas do Quadrilátero Ferrífero, e tem sua divisão estratigráfica representada em três grandes unidades (Vieira, 2000):

- Unidade inferior (400 m de espessura): apresenta rochas vulcânicas máficas (MAN) inferiores, intercaladas por xistos (X1) e lentes de xistos carbonosos (XG), sobrepostas concordantemente a uma camada de 15 m de formação ferrífera bandada (BIF). As rochas apresentadas próximo ao contato com a BIF, assim como a própria BIF, são hidrotermalmente alteradas.
- Unidade intermediária (150 m de espessura): ocorrência de xistos carbonosos, rochas vulcânicas máficas com intercalações locais de xistos nas intermediações. Rochas vulcânicas máficas (MAN) superiores sem alterações compõe o topo da unidade.
- Unidade superior (600 m de espessura): constituída por xistos alternados com rochas vulcanoclásticas (XS).

As litologias citadas são cortadas por série de rochas intrusivas de até 30 m de espessura (Figura 16).



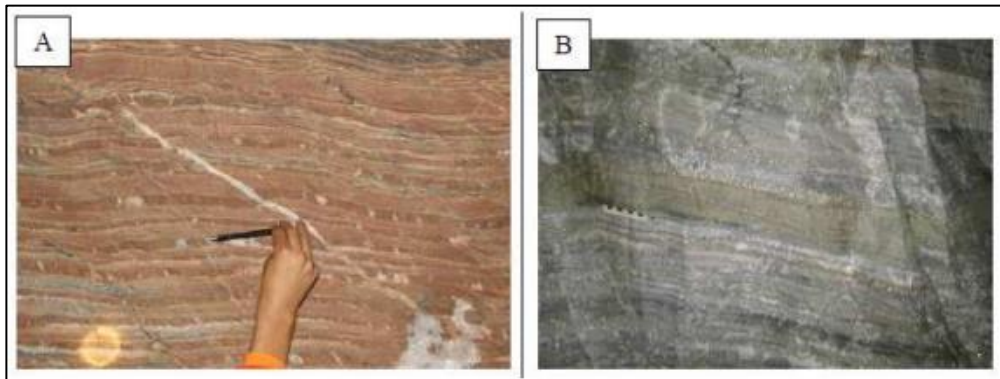
**Figura 16 .** Lito-estratigrafia do depósito de ouro, mostrando as características pré e pós alteração hidrotermal. Fonte: Padula (2016) com base em Vieira (1992).

Para a sequência de base, detalha-se:

- Formação Ferrífera Bandada (BIF)

Podendo ou não ser sulfetada, é o principal hospedeiro da mineralização de ouro na região estudada, apresentando coloração negra devida à presença de material carbonoso e caracterizada por bandamento alternado de quartzo e bandas de ankerita e siderita.

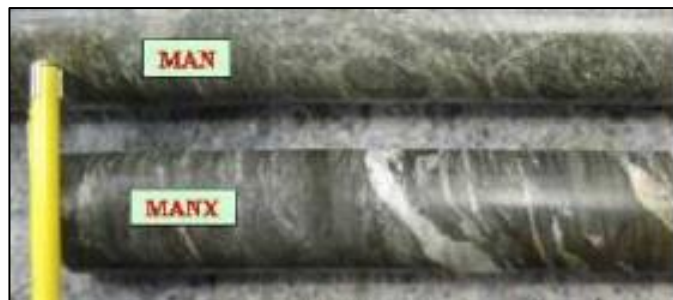
A BIF quando é composta por carbonatos, magnetita e quartzo, pode apresentar ou não sulfetos (pirita, arsenopirita e pirrotita), conforme Figura 17, e quando sulfetada é a principal fonte de ouro.



**Figura 17 .** (A) BIF não sulfetada. (b) BIF sulfetada (Trópia, 2013).

- Metamáfico / Metandesisto (MAN)

O metabasalto é comumente albitizado, apresentando maior proporção de sódio, assimilando-se aos metandesitos (Figura 18).



**Figura 18 .** Metandesito (MAN) em testemunhos de sondagem (Trópia, 2013).

- Metabasalto (MBA)

Difere-se do metabasalto (MAN) por apresentar maior quantidade de ferro e titânio em sua composição (Figura 19).



**Figura 19.** Metabasaltos (MBA) com diferentes níveis de alteração hidrotermal (Trópia, 2013).

- Xisto carbonoso (XG)

Intercala-se acima da BIF como camadas descontínuas ou lentes nos metabasaltos, e como o próprio nome já sugere, existe a presença de material carbonoso (Figura 20).



**Figura 20.** Filito Grafitoso em testemunhos de sondagem (Trópia, 2013).

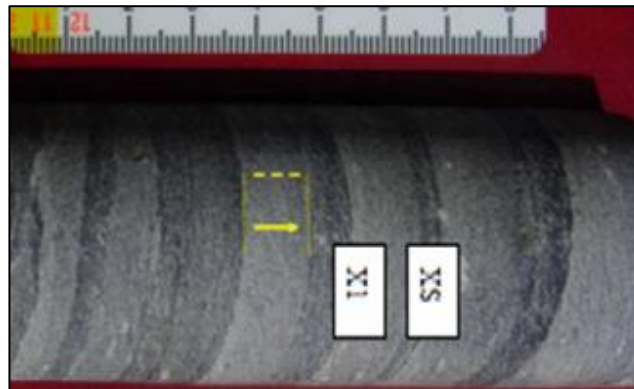
- Clorita-quartzo-carbonato-sericita filito com matéria carbonosa (X1)

Constitui-se de filito de cor cinza, bandado que se alterna com quartzos carbonáticos (brancos), e camadas de sericito-carbonosas (negros).



- Plagioclásio-clorita-sericita-carbonato-quartzo filito (Xs)

Compõe junto aos metassedimentares carbonos (X1) a sequência metassedimentar da mina (Figura 21), e o contato entre as camadas pode ser apresentado de maneira abrupta ou gradativa.



**Figura 21.** X1 e XS em testemunhos de sondagem (Trópia, 2013).

## 4.2 Geologia Estrutural

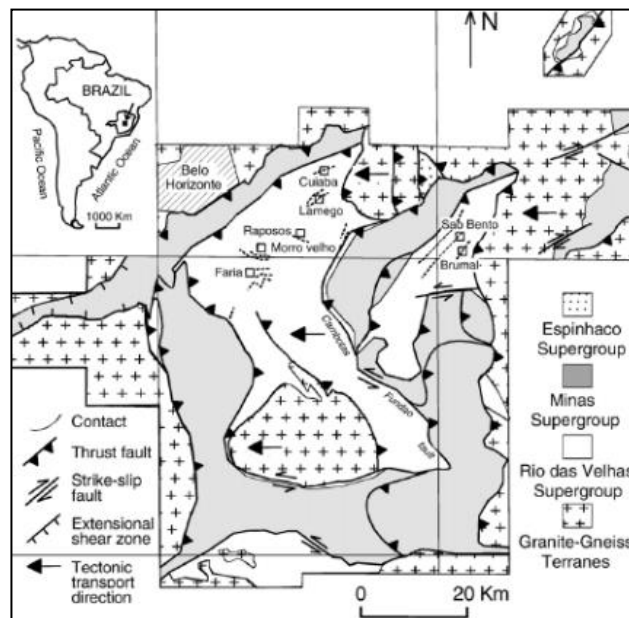
A região estudada, apresenta evolução geológica composta por estruturas distintas e fases diversas, e encontra-se geologicamente inserida na porção noroeste do Quadrilátero Ferrífero, na porção meridional do Cráton São Francisco. Rankin (2006) sugere um modelo composto por três fases de deformação principais (Tabela 9).

**Tabela 9.** Sequência de eventos propostos para a região em análise.

Fase	Rankin (2006)
D1	Evento com vergência para S, responsável por dobramentos isoclinais com caimento para E, com possíveis cavalgamentos.
D2	Evento com vergência para S -SE gerando dobras apertadas a recumbentes isoclinais, coaxiais ao primeiro evento D1.
D3	Dobramentos e falhamentos de vergência para W tipicamente de pequena escala. Falhamentos irregulares formando rampas e planos que comumente estão associados a dobras assimétricas ou boudinagem.

**Fonte:** Adaptação de Rankin (2006).

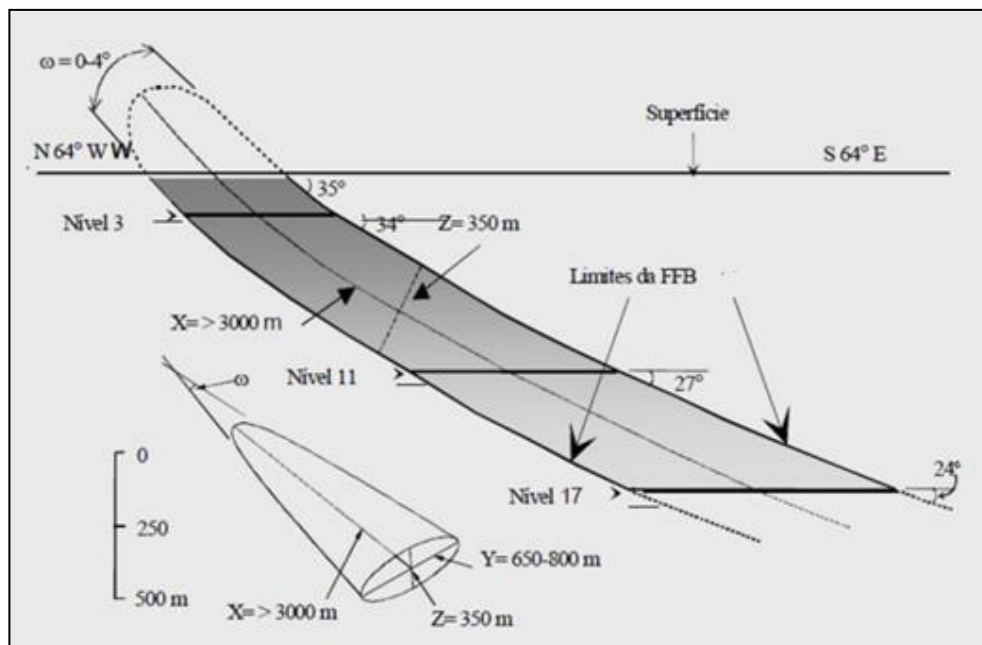
O QF representa uma das maiores províncias de ouro em todo o mundo, e sua estratigrafia pode ser simplificada em quatro principais porções, distintas cronologicamente e geneticamente. São elas: terrenos granito-gnáissicos, na porção basal com idade arqueana; Supergrupo Rio das Velhas, vulcano-sedimentares; além do Supergrupo Minas e Grupo Espinhaço, que ocupam rochas sedimentares e vulcano-sedimentares e encontram-se acima das demais porções. Coberturas sedimentares terciárias e quaternárias recapeam os litotipos citados (Figura 22) (Ribeiro-Rodrigues, 2007).



**Figura 22.** Mapa geológico-estrutural simplificado do Quadrilátero Ferrífero (modificado de Ribeiro-Rodrigues, 2007).

Devido eventos deformacionais, que alteram e transformam as camadas sedimentares em variados conjuntos, inversões de camadas e falhas aparentes, a região do Quadrilátero Ferrífero, apresenta uma estrutura altamente complexa. Referências apresentam evolução geológica na área estudada, além de variadas interpretações estruturais com alta complexidade.

As rochas da mina com foliações dominantes em variadas atitudes, que apresentam uma dobra, em que seu *plunge* (inclinação local, segundo Silva, 2022) encontram-se em uma atitude aproximada de 125/35. Encontram-se também duas famílias de fraturas perpendiculares entre si, que ao serem analisadas em grandes profundidades e devido ao confinamento do maciço, aparecem seladas. Ribeiro-Rodrigues (2007) descreve como dominante estrutura, uma grande dobra tubular anticlinal fechada, de forma cônica e flanco norte invertido, além de mergulho de 30° com cilíndrica em bainha. A mesma estrutura citada, responsável por fraturas no plano axial e foliações, pode ser observada na figura 23.



**Figura 23.** Perfil simplificado ao longo da direção do eixo x do cone da dobra tubular (Ribeiro-Rodrigues, 2007).

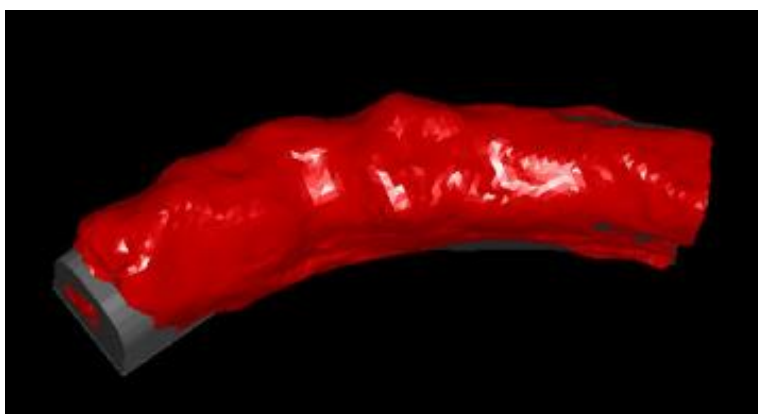
## 5 METODOLOGIA

O objetivo deste capítulo é descrever os materiais e as técnicas usadas na construção do trabalho.

Em estudos de caso, a coleta de dados baseia-se em múltiplas fontes de evidência, incluindo documentos e registros em arquivos, que majoritariamente encontra-se na forma de levantamento de dados e mapas/relatórios e dados de pesquisa (Yin, 2015). Para o presente estudo, ambos foram utilizados como fontes de informação.

Foram coletados dados de 61 frentes de desenvolvimento distribuídas em cinco níveis da mina estudada (N14, N18, N19, N20 e N21), cuja metodologia será descrita nessa seção.






O arquivo consolidado de cada frente e seu respectivo nível, foi escaneado e disponibilizado pela equipe de Topografia da empresa que utilizam o Sistema de Monitoramento de Cavidades, e posteriormente inserido no *software* Studio RM, assim possibilitando a criação da *wireframe*, estas que representam o levantamento topográfico da região, do desenvolvimento planejado com base na *wireframe* do desenvolvimento realizado, conforme exemplificado na Figura 24, onde a área em vermelho é a realizada e a cinza é a planejada.

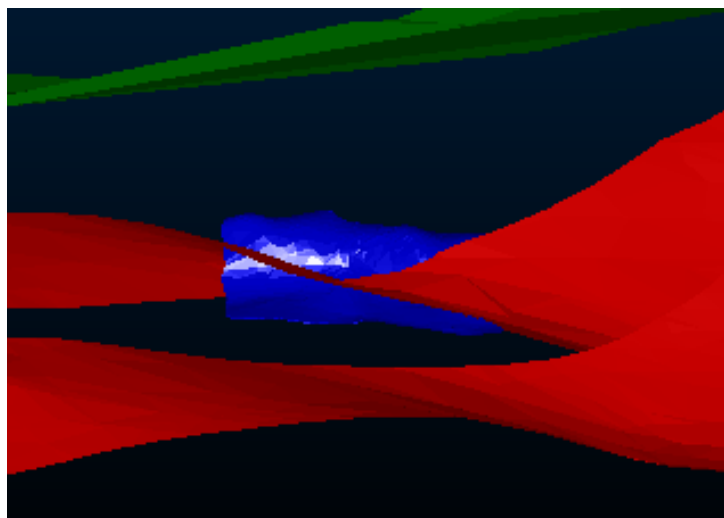


**Figura 24.** *Wireframes* de desenvolvimento planejado e desenvolvimento realizado, obtido no *software* Studio RM.

Em sequência, foram inseridas no Studio RM as *wireframes* criadas e planejadas dos corpos minerais estudados, as *strings* dos níveis da mina (levantadas e disponibilizadas pela equipe topográfica da empresa) e o modelo litológico da região (disponibilizado pela equipe de Geologia da empresa). O modelo litológico foi dividido em cores, cuja legenda se encontra na tabela 10, para auxiliar na identificação do mesmo em cada corpo durante o processo, como exemplificado na figura 25.

**Tabela 10.** Legenda utilizada para modelo litológico.

<b>LEGENDA</b>	
	X2
	MAN
	X2CL
	BIF FLANCO NORMAL
	X1



**Figura 25.** *Wireframe* sendo cortada pelo modelo litológico BIF Flanco Invertido.

Por meio de um script dentro do software Studio RM, realizaram-se os cálculos entre as triangulações que retornou os valores de volume total dos sólidos,

planejado e realizado, e valor do volume de *underbreak*. O volume de *overbreak* foi obtido a partir da equação (5), demonstrada no capítulo 3 (Revisão Bibliográfica). Também foi possível medir o azimute, que é a angulação formada entre o ponto levantado e o norte, utilizando a ferramenta *query line*, atalho ql, do *software*. O mesmo procedimento foi realizado individualmente para cada frente estudada, e reservado os valores encontrados.

Para o cálculo econômico, informações referentes ao transporte horizontal utilizado na mina foram coletadas junto com a equipe de supervisão de transporte. Foram listados materiais, mão de obra e serviços utilizados, que posteriormente foram agrupados, conforme sua finalidade dentro do transporte. Os grupos definidos foram: Transporte de Material, Operação de Maquinário, Supervisão de Transporte Horizontal, Carregamento, Manutenção de Transporte, Manutenção de Carregamento e Manutenção de Pistas.

## 6 RESULTADOS

Nesta seção são apresentados os resultados da análise quantitativa dos dados coletados em parceria com a empresa responsável pela mina objeto de estudo.

Os dados obtidos no Studio RM foram dispostos no *software* Excel. Nele, organizaram-se e normalizaram-se os dados obtidos, apresentados na Tabela 11, em que na coluna MÊS cada número é referente ao mês em que a frente foi desenvolvida, NÍVEL contém os níveis dentro da mina, RÓTULO define se o valor obtido (se é *overbreak* ou *underbreak*), VOL é o volume total do corpo de minério, VOL REALIZADO é volume obtido pelo desenvolvimento realizado, VOL PLANEJADO é o volume planejado para o desenvolvimento, OVER/UNDER é o volume de *overbreak* ou *underbreak* obtido e identificado de acordo com a coluna RÓTULO, LITOLOGIA apresenta a litologia identificada, e AZIMUTE mostra o valor da angulação encontrada entre a frente trabalhada e o norte. Esses dados permitiram análises quantitativas sob o ponto de vista estatístico.

**Tabela 11.** Dados obtidos das 61 áreas estudadas pelo software DATAMINE Studio RM.

MÊS	NÍVEL	RÓTULO	VOL (m <sup>3</sup> )	VOL REALIZADO (m <sup>3</sup> )	VOL PLANEJADO (m <sup>3</sup> )	DIFERENÇA DE VOL (m <sup>3</sup> )	OVER/UNDER (%)	LITOLOGIA	AZIMUTE (°)
1	14	OVERBREAK	86,588302	420,792188	366,122472	54,669716	21%	X1	55,7129
1	14	UNDERBREAK	31,938658	420,792188	366,122472	54,669716	8%	X1	55,7129
1	14	OVERBREAK	492,52642	943,237767	778,908724	164,329043	52%	X1	337,805
1	14	UNDERBREAK	328,17145	943,237767	778,908724	164,329043	35%	X1	337,805
1	14	OVERBREAK	27,880334	221,355108	207,706598	13,64851	13%	X1	339,4796
1	14	UNDERBREAK	14,238692	221,355108	207,706598	13,64851	6%	X1	339,4796
1	14	OVERBREAK	345,545651	1091,650675	799,868457	291,782218	32%	X1	39,466
1	14	UNDERBREAK	53,75306	1091,650675	799,868457	291,782218	5%	X1	39,466
1	14	OVERBREAK	87,298434	477,911855	426,679162	51,232693	18%	X1	140,9858
1	14	UNDERBREAK	36,079661	477,911855	426,679162	51,232693	8%	X1	140,9858
1	19	OVERBREAK	173,756692	884,761017	745,946850	138,814167	20%	X1	9,4307
1	19	UNDERBREAK	34,924773	884,761017	745,946850	138,814167	4%	X1	9,4307
1	20	OVERBREAK	36,472653	413,159380	501,908529	-88,749149	9%	X2CL	279,7360
1	20	UNDERBREAK	125,233896	413,159380	501,908529	-88,749149	30%	X2CL	279,7360
2	20	OVERBREAK	21,726189	377,969837	420,456632	-42,486795	6%	X2	239,4660
2	20	UNDERBREAK	64,233792	377,969837	420,456632	-42,486795	17%	X2	239,4660
2	21	OVERBREAK	103,907090	449,152295	399,194264	49,958031	23%	X2	277,0054
2	21	UNDERBREAK	53,948298	449,152295	399,194264	49,958031	12%	X2	277,0054
2	20	OVERBREAK	79,231022	532,312877	570,700997	-38,38812	15%	X2	286,6116
2	20	UNDERBREAK	117,617514	532,312877	570,700997	-38,38812	22%	X2	286,6116



MÊS	NÍVEL	RÓTULO	VOL (m³)	VOL REALIZADO (m³)	VOL PLANEJADO (m³)	DIFERENÇA DE VOL (m³)	OVER/UNDER (%)	LITOLOGIA	AZIMUTE (°)
2	20	OVERBREAK	298,490836	962,248981	730,098932	232,150049	31%	BIF FLANCO NORMAL	10,9886
2	20	UNDERBREAK	66,356035	962,248981	730,098932	232,150049	7%	BIF FLANCO NORMAL	10,9886
2	19	OVERBREAK	71,998294	664,442199	715,014483	-50,572284	11%	X2CL	220,3379
2	19	UNDERBREAK	122,569615	664,442199	715,014483	-50,572284	18%	X2CL	220,3379
2	18	OVERBREAK	220,61568	1198,486113	999,695625	198,790488	18%	X2	293,6755
2	18	UNDERBREAK	21,822525	1198,486113	999,695625	198,790488	2%	X2	293,6755
2	18	OVERBREAK	141,790933	703,383388	597,24529	106,138098	20%	BIF FLANCO NORMAL	321,8761
2	18	UNDERBREAK	35,645218	703,383388	597,24529	106,138098	5%	BIF FLANCO NORMAL	321,8761
2	18	OVERBREAK	76,690753	444,42133	400,391371	44,029959	17%	X2	188,7812
2	18	UNDERBREAK	32,657746	444,42133	400,391371	44,029959	7%	X2	188,7812
2	19	OVERBREAK	75,574133	455,947473	402,179695	53,767778	17%	X2CL	231,4766
2	19	UNDERBREAK	21,809549	455,947473	402,179695	53,767778	5%	X2CL	231,4766
2	19	OVERBREAK	44,479271	486,044459	515,010716	-28,966257	9%	X2CL	290,3623
2	19	UNDERBREAK	73,451978	486,044459	515,010716	-28,966257	15%	X2CL	290,3623
2	19	OVERBREAK	77,864802	815,601283	786,593631	29,007652	10%	X2	300,9383
2	19	UNDERBREAK	48,851338	815,601283	786,593631	29,007652	6%	X2	300,9383
3	21	OVERBREAK	83,97435	675,019694	675,130621	-0,110927	12%	X2	50,2916
3	21	UNDERBREAK	84,071341	675,019694	675,130621	-0,110927	12%	X2	50,2916
3	21	OVERBREAK	88,450802	638,507508	599,429016	39,078492	14%	MAN	95,1554
3	21	UNDERBREAK	49,35098	638,507508	599,429016	39,078492	8%	MAN	95,1554
3	20	OVERBREAK	157,886314	744,463043	618,216905	126,246138	21%	BIF FLANCO NORMAL	292,3604
3	20	UNDERBREAK	31,651159	744,463043	618,216905	126,246138	4%	BIF FLANCO NORMAL	292,3604

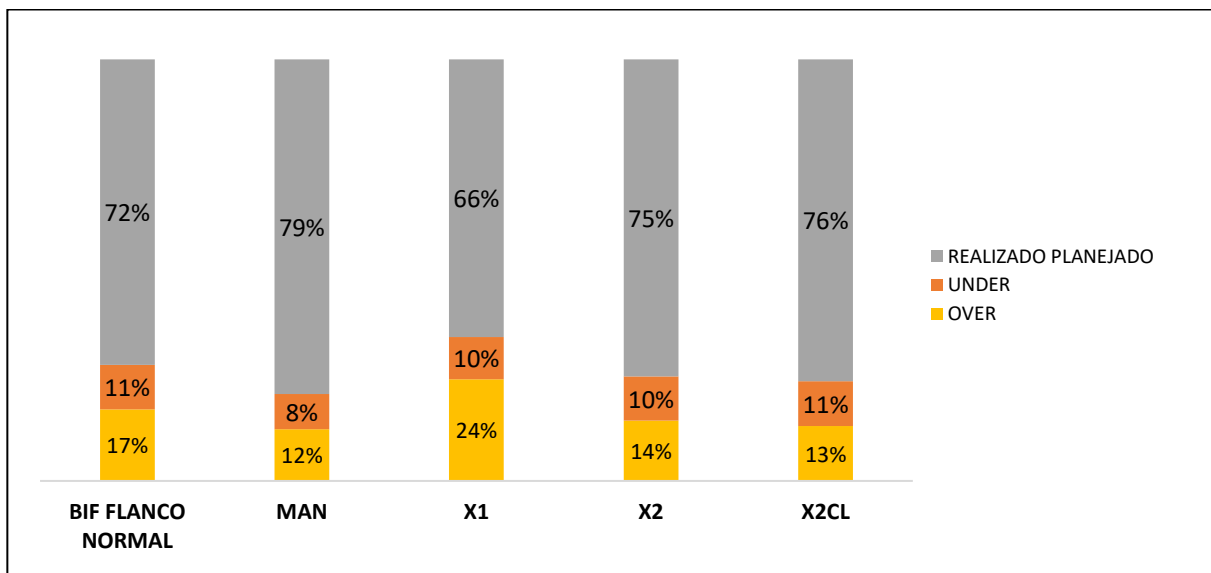
MÊS	NÍVEL	RÓTULO	VOL (m³)	VOL REALIZADO (m³)	VOL PLANEJADO (m³)	DIFERENÇA DE VOL (m³)	OVER/UNDER (%)	LITOLOGIA	AZIMUTE (°)
3	20	OVERBREAK	208,559138	1277,178939	1139,314163	137,864776	16%	BIF FLANCO NORMAL	279,4391
3	20	UNDERBREAK	70,692049	1277,178939	1139,314163	137,864776	6%	BIF FLANCO NORMAL	279,4391
3	19	OVERBREAK	20,116174	431,816021	474,446213	-42,630192	5%	MAN	208,9703
3	19	UNDERBREAK	62,734591	431,816021	474,446213	-42,630192	15%	MAN	208,9703
3	19	OVERBREAK	34,742828	542,219856	555,393011	-13,173155	6%	X2CL	199,9495
3	19	UNDERBREAK	47,962127	542,219856	555,393011	-13,173155	9%	X2CL	199,9495
3	18	OVERBREAK	102,725779	681,146274	631,583202	49,563072	15%	MAN	126,4201
3	18	UNDERBREAK	53,156364	681,146274	631,583202	49,563072	8%	MAN	126,4201
3	18	OVERBREAK	69,302489	495,370555	475,630669	19,739886	14%	BIF FLANCO NORMAL	321,8761
3	18	UNDERBREAK	49,576938	495,370555	475,630669	19,739886	10%	BIF FLANCO NORMAL	321,8761
4	18	OVERBREAK	584,854086	2380,141492	2048,086482	332,05501	25%	BIF FLANCO NORMAL	69,7772
4	18	UNDERBREAK	252,807103	2380,141492	2048,086482	332,05501	11%	BIF FLANCO NORMAL	69,7772
4	18	OVERBREAK	87,04884	1057,39934	1047,86251	9,53683	8%	MAN	28,0737
4	18	UNDERBREAK	77,513999	1057,39934	1047,86251	9,53683	7%	MAN	28,0737
4	18	OVERBREAK	74,01855	649,689454	642,728174	6,96128	11%	X2CL	257,6683
4	18	UNDERBREAK	67,066207	649,689454	642,728174	6,96128	10%	X2CL	257,6683
4	21	OVERBREAK	20,8617	402,067484	419,760141	-17,692657	5%	MAN	24,3497
4	21	UNDERBREAK	38,559814	402,067484	419,760141	-17,692657	10%	MAN	24,3497
4	21	OVERBREAK	45,664952	546,31486	560,004531	-13,689671	8%	MAN	45,9240
4	21	UNDERBREAK	59,372805	546,31486	560,004531	-13,689671	11%	MAN	45,9240
4	21	OVERBREAK	84,225322	979,974227	1026,053486	-46,079259	9%	MAN	26,4151
4	21	UNDERBREAK	130,294745	979,974227	1026,053486	-46,079259	13%	MAN	26,4151

MÊS	NÍVEL	RÓTULO	VOL (m³)	VOL REALIZADO (m³)	VOL PLANEJADO (m³)	DIFERENÇA DE VOL (m³)	OVER/UNDER (%)	LITOLOGIA	AZIMUTE (°)
4	21	OVERBREAK	193,467379	1117,16073	1000,100092	117,060638	17%	MAN	57,6063
4	21	UNDERBREAK	76,392133	1117,16073	1000,100092	117,060638	7%	MAN	57,6063
4	21	OVERBREAK	93,262595	556,828486	490,210955	66,617531	17%	MAN	82,2511
4	21	UNDERBREAK	26,660354	556,828486	490,210955	66,617531	5%	MAN	82,2511
4	21	OVERBREAK	136,353904	895,169323	812,075916	83,093407	15%	MAN	258,3236
4	21	UNDERBREAK	53,268192	895,169323	812,075916	83,093407	6%	MAN	258,3236
4	21	OVERBREAK	234,367514	1519,160216	1368,78281	150,377406	15%	MAN	256,8489
4	21	UNDERBREAK	84,024138	1519,160216	1368,78281	150,377406	6%	MAN	256,8489
4	20	OVERBREAK	20,858407	331,04836	403,072809	-72,024449	6%	BIF FLANCO NORMAL	93,1622
4	20	UNDERBREAK	92,877767	331,04836	403,072809	-72,024449	28%	BIF FLANCO NORMAL	93,1622
4	20	OVERBREAK	36,693757	454,568068	485,049689	-30,481621	8%	BIF FLANCO NORMAL	114,5821
4	20	UNDERBREAK	67,212123	454,568068	485,049689	-30,481621	15%	BIF FLANCO NORMAL	114,5821
5	20	OVERBREAK	17,020627	312,30831	336,79913	-24,49082	5%	BIF FLANCO NORMAL	110,1195
5	20	UNDERBREAK	41,496876	312,30831	336,79913	-24,49082	13%	BIF FLANCO NORMAL	110,1195
5	20	OVERBREAK	98,391218	743,178705	697,267012	45,911693	13%	X2CL	300,2859
5	20	UNDERBREAK	52,453516	743,178705	697,267012	45,911693	7%	X2CL	300,2859
5	20	OVERBREAK	27,943292	185,027017	188,662553	-3,635536	15%	BIF FLANCO NORMAL	354,1910
5	20	UNDERBREAK	31,586247	185,027017	188,662553	-3,635536	17%	BIF FLANCO NORMAL	354,1910
5	20	OVERBREAK	39,105552	618,189534	631,2372	-13,047666	6%	BIF FLANCO NORMAL	281,3089
5	20	UNDERBREAK	52,170795	618,189534	631,2372	-13,047666	8%	BIF FLANCO NORMAL	281,3089
5	20	OVERBREAK	178,243386	896,606755	763,182093	133,424662	20%	X2	122,3780
5	20	UNDERBREAK	44,814823	896,606755	763,182093	133,424662	5%	X2	122,3780

MÊS	NÍVEL	RÓTULO	VOL (m³)	VOL REALIZADO (m³)	VOL PLANEJADO (m³)	DIFERENÇA DE VOL (m³)	OVER/UNDER (%)	LITOLOGIA	AZIMUTE (°)
5	20	OVERBREAK	163,616567	630,770066	501,205409	129,564657	26%	X2CL	250,1286
5	20	UNDERBREAK	34,044814	630,770066	501,205409	129,564657	5%	X2CL	250,1286
5	20	OVERBREAK	23,493447	382,416077	428,493938	-46,077861	6%	MAN	125,1090
5	20	UNDERBREAK	69,563222	382,416077	428,493938	-46,077861	18%	MAN	125,1090
5	20	OVERBREAK	125,777582	907,538565	826,540889	80,997676	14%	X1	104,9145
5	20	UNDERBREAK	44,780014	907,538565	826,540889	80,997676	5%	X1	104,9145
5	20	OVERBREAK	149,559187	713,683125	604,307031	109,376094	21%	X2CL	90,3230
5	20	UNDERBREAK	40,201696	713,683125	604,307031	109,376094	6%	X2CL	90,3230
5	20	OVERBREAK	38,013858	423,150288	420,47648	2,673808	9%	X2	89,1713
5	20	UNDERBREAK	35,360598	423,150288	420,47648	2,673808	8%	X2	89,1713
5	21	OVERBREAK	84,887849	638,068223	599,373132	38,695091	13%	X2CL	282,6602
5	21	UNDERBREAK	46,201797	638,068223	599,373132	38,695091	7%	X2CL	282,6602
5	19	OVERBREAK	315,15626	883,093973	600,101655	282,992318	36%	BIF FLANCO NORMAL	122,6150
5	19	UNDERBREAK	32,149131	883,093973	600,101655	282,992318	4%	BIF FLANCO NORMAL	122,6150
5	19	OVERBREAK	55,942827	282,277129	236,415245	45,861884	20%	MAN	306,408
5	19	UNDERBREAK	10,071675	282,277129	236,415245	45,861884	4%	MAN	306,408
5	19	OVERBREAK	10,478255	183,967208	183,614689	0,352519	6%	X2CL	254,4994
5	19	UNDERBREAK	10,122977	183,967208	183,614689	0,352519	6%	X2CL	254,4994
5	19	OVERBREAK	10,530091	80,506753	74,776777	5,729976	13%	X2	70,148
5	19	UNDERBREAK	4,798173	80,506753	74,776777	5,729976	6%	X2	70,148
5	18	OVERBREAK	106,473584	657,627629	615,627768	41,999861	16%	BIF FLANCO NORMAL	80,4571
5	18	UNDERBREAK	64,490628	657,627629	615,627768	41,999861	10%	BIF FLANCO NORMAL	80,4571

MÊS	NÍVEL	RÓTULO	VOL (m³)	VOL REALIZADO (m³)	VOL PLANEJADO (m³)	DIFERENÇA DE VOL (m³)	OVER/UNDER (%)	LITOLOGIA	AZIMUTE (°)
6	20	OVERBREAK	68,246199	563,17113	535,381199	27,789931	12%	X2CL	150,7554
6	20	UNDERBREAK	40,470448	563,17113	535,381199	27,789931	7%	X2CL	150,7554
6	20	OVERBREAK	328,886499	953,582921	661,005831	292,57709	34%	X2	325,3184
6	20	UNDERBREAK	36,285672	953,582921	661,005831	292,57709	4%	X2	325,3184
6	20	OVERBREAK	67,363857	460,967715	418,009036	42,958679	15%	X2CL	294,4458
6	20	UNDERBREAK	24,399881	460,967715	418,009036	42,958679	5%	X2CL	294,4458
6	20	OVERBREAK	53,68744	720,730926	845,617683	-124,886757	7%	X2	301,4912
6	20	UNDERBREAK	178,558762	720,730926	845,617683	-124,886757	25%	X2	301,4912
6	20	OVERBREAK	37,31345	362,770547	366,854751	-4,084204	10%	X2	303,7468
6	20	UNDERBREAK	41,40164	362,770547	366,854751	-4,084204	11%	X2	303,7468
6	20	OVERBREAK	73,649577	664,573662	640,236632	24,33703	11%	X2	279,4696
6	20	UNDERBREAK	49,301013	664,573662	640,236632	24,33703	7%	X2	279,4696
6	20	OVERBREAK	44,881262	389,188287	389,385821	-0,197534	12%	X2	42,4909
6	20	UNDERBREAK	45,09159	389,188287	389,385821	-0,197534	12%	X2	42,4909
6	19	OVERBREAK	80,627	625,845299	659,747199	-33,9019	13%	X2CL	242,6133
6	19	UNDERBREAK	114,519848	625,845299	659,747199	-33,9019	18%	X2CL	242,6133
6	18	OVERBREAK	135,148286	798,388404	672,827034	125,56137	17%	MAN	321,6817
6	18	UNDERBREAK	9,595129	798,388404	672,827034	125,56137	1%	MAN	321,6817
6	20	OVERBREAK	75,133909	663,752575	658,758669	4,993906	11%	X2	186,6560
6	20	UNDERBREAK	70,12526	663,752575	658,758669	4,993906	11%	X2	186,6560

Para melhor análise, os dados foram divididos em função da litologia dos corpos estudados. Na figura 26 é possível observar as porcentagens referentes ao volume total e volumes de *overbreak* e *underbreak*.



**Figura 26.** Gráfico dos resultados de *overbreak*, *underbreak* e realizado planejado dos corpos litológicos.

A partir da figura 26, é possível observar que a menor média de *overbreak* se encontra na litologia MAN (metabasalto), abaixo ainda do X2 (sericita-xisto). A litologia X1 (metapelito) apresenta a maior taxa de *overbreak*, reforçando sua característica de rocha mais suscetível à fragmentação.

Já as taxas de *underbreak* seguem uma linearidade, não apresentando significativa variação. Isso indica que a maior causa do *underbreak* nos corpos litológicos se dá por falhas da própria detonação.

Com os dados de *overbreak* em mãos, foi possível quantificar os custos adicionais devido à mesma. Inicialmente foram coletados dados da movimentação de massa de desenvolvimento transportada mensal, e encontrada uma média diária, em toneladas. Aplicando uma massa específica de 2,8 g/cm<sup>3</sup> para o material, foi possível encontrar a média em volume, como apresenta a tabela 12.

**Tabela 12.** Média de massa e volume transportados diariamente.

<b>MATERIAL TRANSPORTADO</b>	
<b>Massa (t)</b>	<b>Volume (m<sup>3</sup>)</b>
50.387	75.088

Também foram utilizados os valores de custos de transporte, dispostos na tabela 13, previamente coletados, e isto possibilitou que o cálculo de custo por m<sup>3</sup> fosse definido. O custo por metro cúbico de material transportado anualmente foi de R\$ 440,28, equivalente a US\$ 79,36. A cotação do dólar (US\$) utilizada nos cálculos foi do dia 28/10/2022, que equivalia a R\$ 5,548.

**Tabela 13.** Custos de transporte utilizado na mina objeto de estudo em 2022.

<b>ATIVIDADE</b>	<b>CUSTO LINEAR (R\$/m)</b>
Transporte de Material	6.058.770
Operação de Maquinário	1.239
Supervisão de Transporte Horizontal	235.472
Carregamento	723.153
Manutenção de Transporte	18.247.934
Manutenção de Carregamento	7.763.049
Manutenção de Pistas - Patrol/Retro	30.044
<b>Transporte Horizontal</b>	<b>33.059.661,08</b>
<b>R\$/m<sup>3</sup> transportado</b>	<b>440,28</b>
<b>US\$/m<sup>3</sup> transportado</b>	<b>79,36</b>

Já com os dados financeiros definidos, foram calculados os custos por volume planejado (tabela 14), volume realizado (tabela 15) e volume de *overbreak* (tabela 16). Inicialmente foi planejado um custo global de US\$ 3.126.136,32 para as 61 áreas analisadas, porém o valor atingido foi de US\$ 3.385.396,28, 8% a mais do

valor orçado devido aos custos extras com *overbreak*, que representaram US\$ 259.259,96.

**Tabela 14.** Cálculo de custos de transporte para volume planejado.

<b>LITOLOGIA</b>	<b>VOL PLANEJADO (m<sup>3</sup>)</b>	<b>CUSTO DE TRANSPORTE (US\$/m<sup>3</sup>)</b>
BIF FLANCO NORMAL	8.869,14	703.842,34
MAN	9.768,05	775.177,89
X1	4.151,77	329.478,70
X2	9.072,46	719.977,10
X2CL	7.531,14	597.660,29
<b>TOTAL</b>	<b>39.392,56</b>	<b>3.126.136,32</b>

**Tabela 15.** Cálculo de custos de transporte para volume realizado.

<b>LITOLOGIA</b>	<b>VOL REALIZADO (m<sup>3</sup>)</b>	<b>CUSTO DE TRANSPORTE (US\$/m<sup>3</sup>)</b>
BIF FLANCO NORMAL	10.004,65	793.954,46
MAN	10.288,63	816.490,44
X1	4.947,25	392.606,36
X2	9.647,83	765.637,49
X2CL	7.771,15	616.707,53
<b>TOTAL</b>	<b>42.659,50</b>	<b>3.385.396,28</b>

**Tabela 16.** Cálculo de custos de transporte para volume de *overbreak*.

<b>LITOLOGIA</b>	<b>VOL OVERBREAK (m<sup>3</sup>)</b>	<b>CUSTO DE TRANSPORTE (US\$/m<sup>3</sup>)</b>
BIF FLANCO NORMAL	1.135,51	90.112,11
MAN	520,58	41.312,55
X1	795,47	63.127,66
X2	575,37	45.660,39
X2CL	240,01	19.047,24
<b>TOTAL</b>	<b>3.266,94</b>	<b>259.259,96</b>

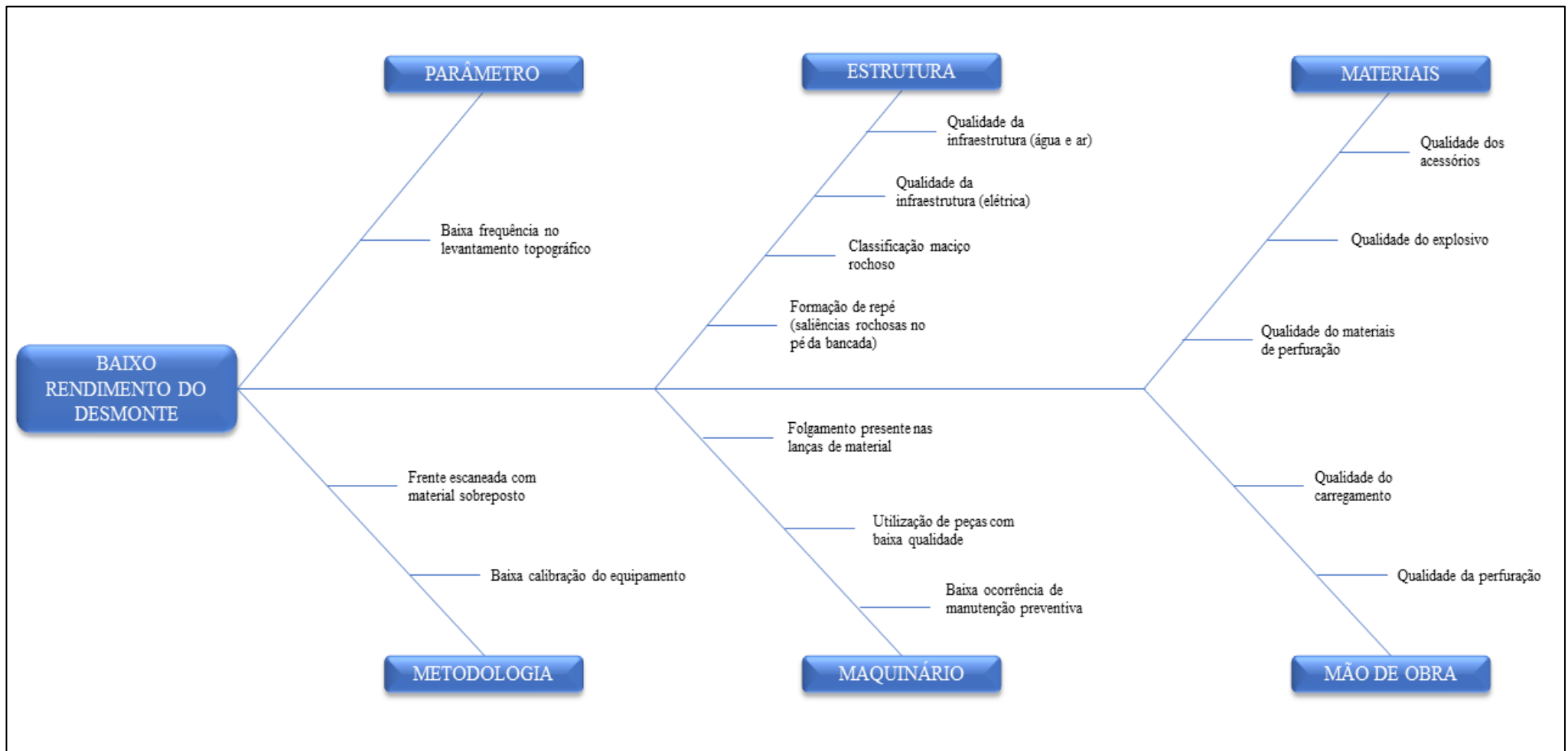


## 7 DISCUSSÃO

Apesar da litologia BIF apresentar maior volume de *overbreak*, devido a maiores números de produção; a litologia X1 apresenta maior variação entre o volume planejado e o realizado, maior taxa de *overbreak*, sendo 16% (795,47 m<sup>3</sup>) do valor realizado. Maiores gastos são destinados, devido à necessidade de retrabalhos na produção, seja carregando e transportando material, ou até mesmo no processo de armazenamento do material gerado.

As taxas de *underbreak* encontradas seguem uma linearidade, não apresentando significativa variação, indicando que a maior causa do *underbreak* nos corpos litológicos se dá por falhas no próprio processo de detonação.

Baseado nos resultados obtidos em um número considerável de frentes de trabalho (61, neste trabalho) e no relato prático das áreas envolvidas nas operações mineiras na empresa, foram definidas por meio de um diagrama de Ishikawa (figura 27), também conhecido como espinha de peixe, as causas principais do baixo rendimento do desmonte.



**Figura 27.** Diagrama de Ishikawa para principais causas de um baixo rendimento de desmonte, aplicável a minas com características similares.

Considera-se que o corpo litológico na futura lavra responderá diretamente proporcional aos valores obtidos no desenvolvimento, enquanto paralelamente o processo de desenvolvimento nas galerias de minério é um fator decisivo no controle do *overbreak* e da diluição na lavra.

Algumas medidas a serem adotadas podem auxiliar na redução ou até mesmo mitigação das causas apresentadas acima; como a priorização de execução de furos paralelos na perfuração, possibilitando melhor e mais uniforme distribuição da carga explosiva, e conseqüentemente reduzindo o abalo proveniente da detonação. A implantação ou aumento de vistorias periódicas nos equipamentos ou ferramental utilizado nas operações de desmonte, pode evitar problemáticas como baixa calibração e conseqüente perda de angulações ou assertividade nas medidas, desgastes ou até mesmo perda de eficiência operacional.

Outra alternativa, relacionada à qualidade e à eficiência dos explosivos, seria a troca do ANFO por emulsão bombeada, que apesar do alto investimento traz uma série de benefícios, aumentando a velocidade da detonação e dessa forma a densidade e pressão de detonação (Britanite, 2009). Além de não haver necessidade de previamente soprar os furos de perfuração para aplicação do explosivo, já que o ANFO é sensível à água, enquanto a emulsão bombeada apresenta alto desempenho na presença da mesma.

A mão de obra qualificada corresponde à eficiência dos processos, logo o investimento em treinamentos, capacitações e desenvolvimento dos operários se faz necessário em toda e qualquer operação.

## 8 CONCLUSÃO

O processo de desenvolvimento das galerias, dentro da cadeia de operação desenvolve fator importante, e merece abordagem sistêmica, levando em consideração todos seus processos envolvidos. O desmonte de rocha por explosivos impacta significativamente as atividades subsequentes, principalmente a fragmentação dos corpos, além de influenciar nas características do produto final.

Por meio do atual estudo, a correlação entre o produto do *overbreak* e a litologia do corpo foi evidenciada. As amostras analisadas mostraram que as litologias compostas por metapelitos e xistos, localizadas fora do núcleo da mina em estudo, são as mais suscetíveis ao *overbreak* com taxa de 24%. Já as litologias encontradas no maciço interno, compostas majoritariamente por metabasaltos, são mais competentes, e conseqüentemente mais indicadas para locar as escavações. O custo adicional de *overbreak* das amostras foi de US\$259.259,96, 8% a mais do que o planejado. Logo, o maciço interno da mina permite maior segurança nas operações, menos retrabalhos e menos custos adicionais.

Foi possível auxiliar com o trabalho o aumento da previsibilidade do *overbreak*, *underbreak* e futura diluição; e suas possíveis e principais causas em corpos com características análogas. Alternativas à antecipação dos índices citados são essenciais para assegurar competitividade entre minas semelhantes. Para redução das taxas de *underbreak*, foi possível identificar por meio de análises, os fatores de baixo rendimento de desmonte por explosivos e sugerir ações para a redução, ou até mesmo mitigação do problema.

Conclui-se, portanto, que tecnologias atuais, complementadas por inovadores conhecimentos técnicos e tecnológicos, amparam a redução dos efeitos negativos na operação mineira, como *overbreak*, *underbreak* no desenvolvimento e diluição na lavra; e cada vez mais se mostram importantes na atualidade, onde a busca por excelência e eficiência se faz presente.

Como trabalhos futuros, sugerem-se determinações semelhantes em outras minas, também com outros minérios, para eventual comparação.

## REFERÊNCIAS

ÁVILA, C. R. Determinação das propriedades mecânicas de maciços rochosos e/ou descontinuidades utilizando classificações geomecânicas: uma comparação entre os diversos métodos de classificação. 2012.

BARTON, N.; LIEN, R.; LUNDE, J. Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support- Rock Mechanics, v.6, n.4, pp.183-236, 1974.

BIENIAWSKI, Z. T. Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering, John Wiley & Sons. 1989.

BRITANITE. Manual básico de utilização de explosivos. IBQ. 2009.

CLARK, L. M. Minimizing Dilution in Open Stope Mining with a Focus on Stope Design and Narrow Vein Longhole Blasting. University of British Columbia, 1998.

CURI, Adilson. Lavra de minas. Oficina de Textos, São Paulo, 2017.

DARAEI, A.; ZARE, S. Prediction of overbreak depth in Ghalaje road tunnel using strength factor. International Journal of Mining Science and Technology, v. 28, n. 4, p. 679-684, 2018.

DEERE, D. U. & DEERE, D. W. The Rock Quality Designation (RQD) Index in Practice- Rock Classification System Engineering Purposes- ASTM STP 984- Ed. American Society for Testing and Materials. 1988.

DEERE, D. U.; HENDRON, A. J., Jr.; PATTON, F. D.; CORDING, E. J. Design of Surface Near Surface Construction in Rock. In Failure and Breakage of Rock, C. Fairhurst, Ed. Society of Mining Engineers of AIME. New York. p. 237-302, 1967.

DONEVA, N.; DESPODOV, Z.; MIRAKOVSKI, D.; HADZI-NIKOLOVA, M.; MIJALKOVSKI, S. Cost Analysis in the Construction of Underground Mining Structures and Opportunities for Their Reduction. Goce Delcev University. Macedônia, 2015.

FEDERAL HIGHWAY ADMINISTRATION (FHWA). Technical Manual for Design and Construction of Road Tunnels: Civil Elements. Washington, D.C.: FHWA, 2009.

FODERÀ, G. M. VOZA, A.; BAROVERO, G.; TINTI, F.; BOLDINI, D.; Factors influencing *overbreak* volumes in drill-and-blast tunnel excavation. A statistical analysis applied to the case study of the Brenner Base Tunnel – BBT. Tunnelling and Underground Space Technology, v. 105. Nov. 2020.

FREITAS, S. B. N. Caracterização geomecânica e classificações RMR (Bieniawsky) e SMR (Romana) de maciços rochosos em taludes do Funchal. Tese (Doutorado) – Universidade da Madeira, Portugal. 2011.

HARTMAN, L. H.; MUTMANSKY, M. J. Introductory Mining Engineering. John Wiley and Sons, 2002.

HOEK, E., KAISER, P.K., and BAWDEN, W.F. Support of Underground Excavations in Hard Rock. A. A. Balkema/Rotterdam/Brookfield, p.215, 1998.

HUDYMA, M. R.; POTVIN, Y. H. An engineering approach to seismic risk management in hardrock mines. Rock mechanics and rock engineering, 43(6), p.891-906, 2010.

HUSTRULID, W. A., BULLOCK, R. L. Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies. SME, 2001.

HUTCHINSON, D. J. Diederichs, Cablebolting in underground mines, 1996.

ISRM- International Society for Rock Mechanics (1978). Suggested Methods for the Quantitative Description of Discontinuities in Rock Mass. INT. J. Rock Mech. Min. SCI. & Geomech. Abstr. Pergamon Press, v. 15, p. 319-368, 1978.

JIMENO, C. L.; JIMENO, E. L.; BERMUDEZ, P. G. Manual de perforación y voladura de rocas, Madrid. Instituto Geológico y Minero de España, p. 442, 1997.

JUNIOR, A. E. B. Análise direta de vestígios de explosivos empregando espectroscopia vibracional: Uma proposta de auxílio à perícia. Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2017.

KOPPE, J.C., and COSTA, J. F. C. Operação de Lavras em Pedreiras, 2012.

MACÊDO, A. J. B.; BAZANTE, A. J.; BONATES, E. J. L. Seleção do método de lavra: arte e ciência. REM - Revista Escola de Minas, Ouro Preto, v. 54, n. 3, p. 221-225, 2001.

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.

MANN, C. D. Sublevel Stopping. Techniques in Underground Mining – Selections from Underground Mining Methods Handbook, ed. por R. E. Gertsch & R. L. Bullock, p. 223 – 225. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 1998.

MCCARTHY, P. L. Mining dilution and losses in underground mining. Mineral Resource and Ore Reserve Estimation - The AusIMM Guide to Good Practice. Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Monograph, v. 23, p. 333-336, 2001.

MENDES, M.L. Curso de Desmonte de Rochas por Explosivos – Formação de Blaster, p. 83, Belo Horizonte, 2018.

MINISTÉRIO DE MINAS E ENERGIA. Secretaria de Geologia, Mineração e Transformação Mineral. 7ª edição do Boletim do Setor Mineral. Gov.br, 3 mar. 2022. Disponível em: [https://www.gov.br/mme/pt-br/assuntos/secretarias/geologiamineracao-e-transformacao-mineral/publicacoes-1/boletim-do-setormineral/boletim\\_sgm\\_dez2021\\_digital\\_7-edicao.pdf/view](https://www.gov.br/mme/pt-br/assuntos/secretarias/geologiamineracao-e-transformacao-mineral/publicacoes-1/boletim-do-setormineral/boletim_sgm_dez2021_digital_7-edicao.pdf/view).



OLIVEIRA, M. M. Dimensionamento Empírico de Realce em Sublevel Stopping. Universidade Federal de Minas Gerais. Dissertação de Mestrado. Belo Horizonte, 2012.

PADULA, R. C. Determinação de fatores de correlação a partir da caracterização do maciço rochoso na mina de Cuiabá-Sabará/MG. Dissertação de Mestrado. Universidade Federal de Ouro Preto, 2016.

PAKALNIS R.; POULIN R.; VONGPAISAL S. Quantifying dilution for underground mine operations - Annual meeting of the Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum, Halifax, p.14–18, 1995.

POTVIN, Y., & HADJIGEORGIOU, J. The Stability Graph Method for Open – Stope Design, p. 513-520. SME – Colorado, 2001.

RANKIN, L. R. Quadrilátero Ferrífero Project Southern Brazil: Structural Controls on Gold Mineralisation and Targeting. Geointerp Confidential Report, 2006.

Revista Minérios & Minerales – edição especial – 200 maiores minas brasileiras, 2008.

RIBEIRO-RODRIGUES, L. C., OLIVEIRA, C. G. de, FRIEDRICH, G. The Archean BIF-hosted Cuiabá Gold deposit, Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais, Brazil. Ore Geology Reviews, v. 32, p, 543– 570, 2007.

RICARDO, H. S.; CATALANI, G. Manual prático de escavação: terraplanagem e escavação de rochas. 3 ed. São Paulo: Pini, 2007.

SCOBLE M. J. & MOSS A. Dilution in underground bulk mining: implications for production management. Mineral Resource Evaluationli: Methods and Case Historie, v. 108, p. 79-95, 1994.

SILVA, C. M. G. Aplicação de isótopos radiogênicos na mineralização de ouro da mina Cuiabá, greenstonebelt Rio das Velhas (MG). Universidade de São Paulo, 2006.

SILVA, J. M. Lavra Subterrânea. Departamento de Engenharia de Minas / Escola de Minas / Universidade Federal de Ouro Preto, 2022.

SILVA, J. M. Lavra Subterrânea. Universidade Federal de Ouro Preto, 2005.

SILVEIRA T.; GIRODO, A. C. Métodos e equipamentos de mineração com vistas à melhoria da produtividade. IV Congresso Brasileiro de Mineração, 1991.

STEWART, P.C.; TRUEMAN R. Strategies for Minimising and Predicting Dilution in Narrow Vein. Mines – The Narrow Vein Dilution Method. Narrow Vein Mining Conference. Ballarat, Vic, p. 14 – 15, 2008.

Storrar, South African Mine Valuation - ed.2 Johannesburg: publicado por Chamber of Mines of South Africa, p. 226-265, 1981.

TROPIA, I. R. Análise de tensões in situ em ambiente de lavra subterrânea – Mina Cuiabá – Sabará MG. Dissertação de Mestrado. Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2013.

URLI, V. Ore-Skin Design to Control Sloughage in Underground Open Stope Mining. University of Toronto. Canadá, 2015.

URLI, V.; ESMAIELI, K. A Stability - Economic Model for an Open Stope to Prevent Dilution Using the Ore-Skin Design. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 82, p. 71-82, 2016.

VERMA, H. K.; SAMADHIYA, N. K.; SINGH, M.; GOEL, R. K.; SINGH, P. K. Blast induced rock mass damage around tunnels. Tunnelling and Underground Space Technology, v. 71, p. 149–158, 2017.

VIEIRA, F.W.R. Controle estrutural das mineralizações auríferas do Grupo Nova Lima. Relatório Interno. Mineração Morro Velho Ltda, 2000.

VILLAESCUSA, E. Geotechnical Design for Sublevel Open Stopping. CRC Press. Boca Raton – Estados Unidos da América, 2014.

WRIGHT, E A. Dilution and mining recovery – Review of the fundamentals, Erzmetall, 1983.

YIN, R. K. Estudo de Caso: planejamento e métodos. Editora Bookman, 2015.

ZDAZINSKY, C. (2015). Effect of electronic detonators in underground tunneling application. The Journal of Explosives Engineering, v. 32, p. 28-35.

ZHOU, Z.; CHENG, R.; CAI, X.; JIA, J.; WANG, W. Comparison of Presplit and Smooth Blasting Methods for Excavation of Rock Wells. *Shock Vib.* 2019, 1–12.