



CENTRO FEDERAL DE EDUCAÇÃO TECNOLÓGICA DE MINAS GERAIS
UNIDADE ARAXÁ
ENGENHARIA DE MINAS

LEHANNE CARDOSO ALVARENGA

AVALIAÇÃO DA ESTABILIDADE DE REALCES
SUBTERRÂNEOS A PARTIR DE ANÁLISES TENSÃO-
DEFORMAÇÃO

ARAXÁ-MG
2023

LEHANNE CARDOSO ALVARENGA

**AVALIAÇÃO DA ESTABILIDADE DE REALCES
SUBTERRÂNEOS A PARTIR DE ANÁLISES TENSÃO-
DEFORMAÇÃO**

Trabalho de Conclusão de Curso
apresentado ao Centro Federal de
Educação Tecnológica de Minas Gerais -
Unidade Araxá, como requisito parcial para
obtenção do grau de Bacharel em
Engenharia de Minas.

Orientador(a): Me. Guilherme Alzamora
Mendonça.

Coorientador(a): Me. Iván Uriol Cáceres
Cuadros.

ARAXÁ-MG

2023

LEHANNE CARDOSO ALVARENGA

**AVALIAÇÃO DA ESTABILIDADE DE REALCES
SUBTERRÂNEOS A PARTIR DE ANÁLISES TENSÃO-
DEFORMAÇÃO**

Trabalho de Conclusão de Curso
apresentado ao Centro Federal de
Educação Tecnológica de Minas Gerais -
Unidade Araxá, como requisito parcial para
obtenção do grau de Bacharel em
Engenharia de Minas.

Data de Defesa: Araxá, 11 de dezembro de 2023.

Presidente e Orientador: Me. Guilherme Alzamora Mendonça
Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais - Unidade Araxá

Coorientador: Me. Iván Uriol Cáceres Cuadros.
Universidad Nacional Mayor de San Marcos – Lima, Peru

Membro Titular: Dr. Hildor José Seer
Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais - Unidade Araxá

Membro Titular: Dr. Allan Erlikhman Medeiros Santos
Universidade Federal de Ouro Preto

DEDICATÓRIA

DEDICO ESTE TRABALHO

Aos meus queridos avós, Primejaneri Cardoso dos Passos (in memoriam) e Adão Arcanjo de Alvarenga (in memoriam), que me ensinaram que a determinação conquista sonhos, a humildade amplia horizontes e a força reside na gentileza e perseverança diária.

AGRADECIMENTOS

Agradeço primeiramente aos deuses, por me guiarem sempre e fortalecerem.

Aos meus pais Giane e Adegilson, cujo apoio incondicional e amor são a base de tudo o que alcancei. Que foram capazes de fazer sacrifícios e abdicar de sonhos para que eu pudesse lutar pelos meus. Cada passo que dei foi sobre os alicerces que vocês construíram para mim.

Ao meu irmão Raphael, que sempre esteve ao meu lado com uma pitada de humor, sendo capaz de deixar os momentos difíceis um pouco mais leves. Sua presença me deu forças para seguir em frente.

Ao meu querido parceiro Thiago, por ser meu porto seguro, minha fonte de paz e apoio durante minha jornada. Seu amor, paciência, cuidado e compreensão me deram não apenas coragem para enfrentar os desafios deste percurso, mas me fizeram acreditar em mim quando eu me perdia.

Aos professores da Engenharia de Minas mestres incansáveis que não apenas transmitiram conhecimento, mas também desafiaram meu pensamento e me inspiraram a buscar mais. Em especial sou grata ao Hildor, Francisco (Chico) e Lúcia, que me assistem desde o técnico e que foram grandes inspirações em minha jornada, suas palavras ecoarão além deste momento, guiando-me sempre.

Ao meu orientador Guilherme, por toda dedicação, conhecimento e paciência para comigo, me guiando com sabedoria, incentivando-me a explorar novos horizontes acadêmicos e sendo constante fonte de confiança em meu trabalho. Sua orientação foi um farol constante, iluminando meu caminho para o sucesso.

Ao meu coorientador Iván e aos meus colegas da Nexa Resources, que me ajudaram tanto durante o desenvolvimento deste trabalho.

Aos meus amigos e irmãos de vida, que encheram meus dias com risos, conforto e compreensão. E aos amigos que o CEFET trouxe, em especial a Angélica, Carlos, Ítalo, Jakeline e Nivia, que foram meus companheiros de jornada e cúmplices de tantas aventuras acadêmicas. Juntos, crescemos, aprendemos e enfrentamos obstáculos, tornando cada desafio uma oportunidade para fortalecer nossos laços.

Por fim, a cada um que encontrei pelo caminho e de alguma forma impactou em minha vida, sou infinitamente grata.

EPÍGRAFE

“A perfeição não é alcançada quando não há mais nada a ser incluído, mas sim quando não há mais nada que se pode retirar.”

ANTOINE DE SAINT-EXUPÉRY

RESUMO

A lavra subterrânea possui uma gama de fatores que exigem estudo, presentes desde a seleção do método de lavra que será empregado até o fechamento da mina em questão. Um dos aspectos que mais gera preocupação está associado à estabilidade das escavações, receio este que aumenta conforme a lavra vai ganhando profundidade. Para isso, a geomecânica é uma ferramenta essencial no estudo do comportamento das rochas, descontinuidades e do maciço rochoso, bem como seu entendimento quanto suas características e seu comportamento mecânico. Este trabalho propõe uma análise das redistribuições das tensões geradas pela exploração de três realces, a aplicação de dois tipos de enchimento e da escolha de qual destes proporciona uma melhor estabilidade para a escavação. O método decorreu a partir de modelagem numérica pelo método de elementos finitos, com auxílio do software Rocscience – RS². O trabalho apresenta um estudo de caso de uma mina que opera pelo método de lavra Corte e enchimento. As análises ocorreram a partir de uma seção bidimensional de dois cenários com uma lavra ascendente, os enchimentos empregados foram o *Paste fill* e o enchimento hidráulico. Em cada cenários avaliou-se as tensões principais, o fator de segurança e o deslocamento total através do modelamento matemático. O cenário com uso do *Paste fill* mostrou mais estável quando comparado ao enchimento hidráulico, apresentando valores de σ_1 de 1,00 a 28,50 MPa, σ_3 de 0,20 a 9,20 MPa e os valores para deslocamento total de 0,003 a 0,120 m. Neste cenário os valores de Fator de Segurança (FS) mostraram-se acima de 1 na região do maciço rochoso.

Palavras-chave: Análise tensão-deformação. Estabilidade de realces. Mina subterrânea. Geomecânica.

ABSTRACT

Underground mining involves the examination of various factors, ranging from the selection of the mining method to the eventual closure of the mine. One particularly crucial aspect is the stability of excavations, a concern that intensifies as the mine deepens. Hence, geomechanics serves as an indispensable tool for studying the behavior of rocks, discontinuities, and the rock mass, as well as understanding their characteristics and mechanical behavior. This study proposes an analysis of tension redistributions resulting from the exploitation of three stopes, involving the application of two types of filling, to determine which provides better stability for the excavation. The methodology relies on numerical modeling through the finite element method, employing the Rocscience – RS² software.

This paper presents a case study of a mine utilizing the Cut and Fill mining method. The analysis focus on a two-dimensional section of two scenarios involving upward digging. The fillers used are Paste fill and hydraulic filling. In each scenario, main tensions, safety factors, and total displacement were evaluated through mathematical modeling. The scenario employing Paste fill demonstrated greater stability compared to hydraulic fill, with σ_1 values ranging from 1.00 to 28.50 MPa, σ_3 from 0.20 to 9.20 MPa, and total displacement values from 0.003 to 0.120 m. In this scenario, the Strength Factor (SF) values were consistently above 1 in the rock mass region.

Keywords: Stress-strain analysis. Stability of stopes. Underground mine. Geomechanics.

LISTA DE ILUSTRAÇÕES

Figura 1 - Geologia regional.....	20
Figura 2 – Esquema Corte Transversal do Sulfeto Maciço.	22
Figura 3 - Corte e enchimento.....	26
Figura 4 - Procedimento para medição e cálculo do RQD (1988).	31
Figura 5 - Ábaco original do GSI proposto por Hoek & Marinos (2000).	36
Figura 6 - Critério de Mohr-Coulomb.....	38
Figura 7 - Resultados das medições de tensão. (a) Tensões verticais em relação à profundidade. (b) Variação da razão entre a tensão horizontal média e a tensão vertical com a profundidade.....	42
Figura 8 - Variação de k em função da profundidade e do módulo de deformabilidade.	43
Figura 9 - Modelos de comportamento tensão-deformação.....	44
Figura 10 - Curva generalizada tensão-deformação para rochas.	45
Figura 11 – Seção bidimensional para análises de tensões através do modelamento matemático.....	50
Figura 12 – Distribuição de σ_1 in situ do maciço.	53
Figura 13 – Distribuição de σ_3 in situ do maciço.	54
Figura 14 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce escavado.....	55
Figura 15 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce escavado.....	55
Figura 16 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce escavado.....	56
Figura 17 – Distribuição do deslocamento total em torno do maciço e realce escavado.	56
Figura 18 – Vetores de deslocamento em torno do realce escavado.....	57
Figura 19 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce preenchido com Paste fill.	57
Figura 20 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce preenchido com Paste fill em detalhe.....	58
Figura 21 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce preenchido com Paste fill.	58
Figura 22 – Distribuição do deslocamento total em torno do maciço e realce escavado.	59

Figura 23 – Vetores de deslocamento em torno do realce preenchido com Paste fill.	59
Figura 24 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce escavado.....	60
Figura 25 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce escavado em detalhe. .	60
Figura 26 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce escavado.....	60
Figura 27 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce preenchido com Paste fill.	61
Figura 28 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce preenchido com Paste fill em detalhe.....	61
Figura 29 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce preenchido com Paste fill em detalhe.....	62
Figura 30 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce escavado.....	62
Figura 31 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce escavado.....	63
Figura 32 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce escavado.....	63
Figura 33 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce preenchido com Paste fill.	64
Figura 34 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce preenchido com Paste fill.	64
Figura 35 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce preenchido com Paste fill.	64
Figura 36 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce preenchido com Paste fill, em detalhe.....	65
Figura 37 – Distribuição do deslocamento total em torno do maciço e realce preenchido com Paste fill.	65
Figura 38 – Vetores de deslocamento em torno do realce preenchido com Paste fill.	66
Figura 39 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce preenchido com enchimento hidráulico.	67
Figura 40 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce preenchido com enchimento hidráulico.	67
Figura 41 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce preenchido com enchimento hidráulico.	68

Figura 42 – Distribuição do deslocamento total em torno do maciço e realce preenchido com enchimento hidráulico.	68
Figura 43 – Vetores de deslocamento em torno do realce preenchido com enchimento hidráulico.	69
Figura 44 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce escavado.	69
Figura 45 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce escavado em detalhe.	70
Figura 46 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce escavado.	70
Figura 47 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce preenchido com enchimento hidráulico.	71
Figura 48 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce preenchido com enchimento hidráulico.	71
Figura 49 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce preenchido com enchimento hidráulico.	71
Figura 50 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce escavado.	72
Figura 51 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce escavado em detalhe.	72
Figura 52 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce escavado.	73
Figura 53 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce preenchido com enchimento hidráulico.	73
Figura 54 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce preenchido com enchimento hidráulico.	74
Figura 55 – Distribuição do FS em torno do maciço e do realce preenchido com enchimento hidráulico.	74
Figura 56 – Distribuição do FS em torno do maciço e do realce preenchido com enchimento hidráulico, em detalhe.	74
Figura 57 – Distribuição do deslocamento total em torno do maciço e realces preenchidos com enchimento hidráulico.	75
Figura 58 – Vetores de deslocamento em torno do realce preenchido com enchimento hidráulico.	75
Figura 59 – Gráfico análises σ_1	77
Figura 60 – Gráfico análises σ_3	78

LISTA DE QUADROS E TABELAS

Quadro 1 - Principais sistemas de classificação de maciços rochosos.....	30
Tabela 1 - Qualidade da Rocha a partir do RQD (1989)	32
Quadro 2 - Parâmetros do RMR (1989).	33
Quadro 3 - Correção relacionada com a orientação das descontinuidades (1989)...34	
Quadro 4 - Classificação dos maciços rochosos de acordo com o RMR (1989).....	34
Tabela 2 - Parâmetros de resistência de rochas.....	38
Tabela 3 - Propriedades dos enchimentos.....	51
Tabela 4 - Parâmetros de resistência do sulfeto maciço vulcanogênico em análise....	51
Tabela 5 - Dados do modelamento matemático.....	77

LISTA DE ABREVIATURAS E SIGLAS

Ma	Milhões de anos
FS	Fator de segurança
GSI	<i>Geological Strength Index</i>
HW	<i>Hangingwall</i>
FW	<i>Footwall</i>
RMR	<i>Rock Mass Rating</i>
RQD	<i>Rock Quality Designation</i>

LISTA DE SÍMBOLOS

σ_1	Tensão principal maior
σ_3	Tensão principal menor

SUMÁRIO

1 INTRODUÇÃO.....	17
2 OBJETIVOS.....	19
2.1 Geral.....	19
2.2 Específico	19
3 REFERENCIAL TEÓRICO	20
3.1 Geologia Regional	20
3.2 Geologia do Depósito	20
3.2.1 Rochas extrusivas.....	20
3.2.2 Rochas intrusivas.....	21
3.2.3 Alteração.....	21
3.3 Mineralização.....	22
3.4 Mineração subterrânea	23
3.5 Método de lavra	23
3.5.1 <i>Cut and fill</i>	25
3.6 Estabilidade nas escavações.....	28
3.7 Sistema de classificação de maciços rochosos	29
3.7.1 <i>Rock Quality Designation (RQD)</i>	30
3.7.2 <i>Rock Mass Rating (RMR)</i>	32
3.7.3 O Sistema “Q” de Barton (<i>Q-System</i>)	34
3.7.4 <i>Geological Strength Index (GSI)</i>	35
3.8 Critérios de Resistência	37
3.9 Estado de tensão	40
3.9.1 Tensão-deformação.....	43
3.9.2 Tipos de deformações	46
3.10 Modelagem numérica	46
3.10.1 Modelamento matemático.....	47
3.11 Software RS ²	47
4 METODOLOGIA	49
5 RESULTADOS E DISCUSSÕES.....	53
5.1 Cenário 1.....	55
5.1.1 Cenário 1.1	55

5.1.2	Cenário 1.2	59
5.1.3	Cenário 1.3	62
5.2	Cenário 2	67
5.2.1	Cenário 2.1	67
5.2.2	Cenário 2.2	69
5.2.3	Cenário 2.3	71
5.3	Compilação dos resultados	76
6	CONCLUSÕES.....	79
	REFERÊNCIAS.....	80

1 INTRODUÇÃO

A mineração é uma das formas mais antigas de obtenção de recursos pela humanidade e vem evoluindo conforme o desenvolvimento global avança. Presente desde os alimentos consumidos pela população até na estrutura metálica de um foguete, a extração de bens minerais se tornou uma atividade indispensável na sociedade moderna.

Os recursos minerais são ímpares em diversos aspectos e sua obtenção está associada a questões que englobam fatores econômicos e geológicos. A morfologia do maciço rochoso, teor, volume, dentre outros, são algumas das propriedades a serem levadas em consideração na escolha do tipo de método de lavra.

Dentre os tipos de lavra, um que vem exercendo papel fundamental no fornecimento de bens minerais nos últimos tempos é a lavra subterrânea. Isso ocorre, pois, as minas a céu aberto estão ficando cada vez mais profundas, em função da escassez de reservas aflorantes e devido a redução do teor de corte das reservas, o que gera uma solicitação para mudança quanto ao método empregado a fim de se obter um aproveitamento maior de reservas profundas. O estudo destes métodos torna-se imprescindível em decorrência desta elevada demanda.

Para a lavra subterrânea, as características do corpo mineral são de suma importância, uma vez que, cada maciço possui suas particularidades e interferem diretamente na estabilidade da escavação e no seu desenvolvimento. Um estudo geomecânico de tensão-deformação leva em consideração o estado de tensões ao qual, tanto o maciço, quanto a encaixante se encontram submetidos, além dos parâmetros de resistência e deformabilidade dos materiais.

Quanto à segurança presente nas escavações, duas destas características são levadas em consideração: a relação entre o estado de tensão atuante no maciço e sua resistência. Isto ganha destaque quando são selecionados os métodos de lavra a serem empregados na mina, podendo ser classificados como (Gama, 2008): realces auto-suportados, realces artificialmente suportados e abatimento controlado de teto.

Um destes métodos é o Corte e Enchimento (*Cut and Fill*), que está inserido na classificação dos artificialmente suportados e possui como diferencial o uso de enchimentos artificiais hidráulicos (*Paste fill*, *Back fill*, *Sand fill*) e mecânicos

(*Rock fill* e *Rock fill cemented*) que preenchem imediatamente, ou não, o realce explotado a fim de garantir a estabilidade da escavação e seu entorno. Este é um método que permite um gerenciamento quanto as variações associadas a continuidade e homogeneidade da qualidade do minério, garantindo níveis aceitáveis de diluição e recuperação. Por isso, se faz necessário pesquisas relacionadas ao método, para que haja adequação quanto aos enchimentos utilizados a fim de otimizar processos, garantir maior estabilidade operacional e reduzir os custos.

2 OBJETIVOS

2.1 Geral

O objetivo geral deste trabalho foi analisar as condições de estabilidade dos realces de uma mina de zinco.

2.2 Específico

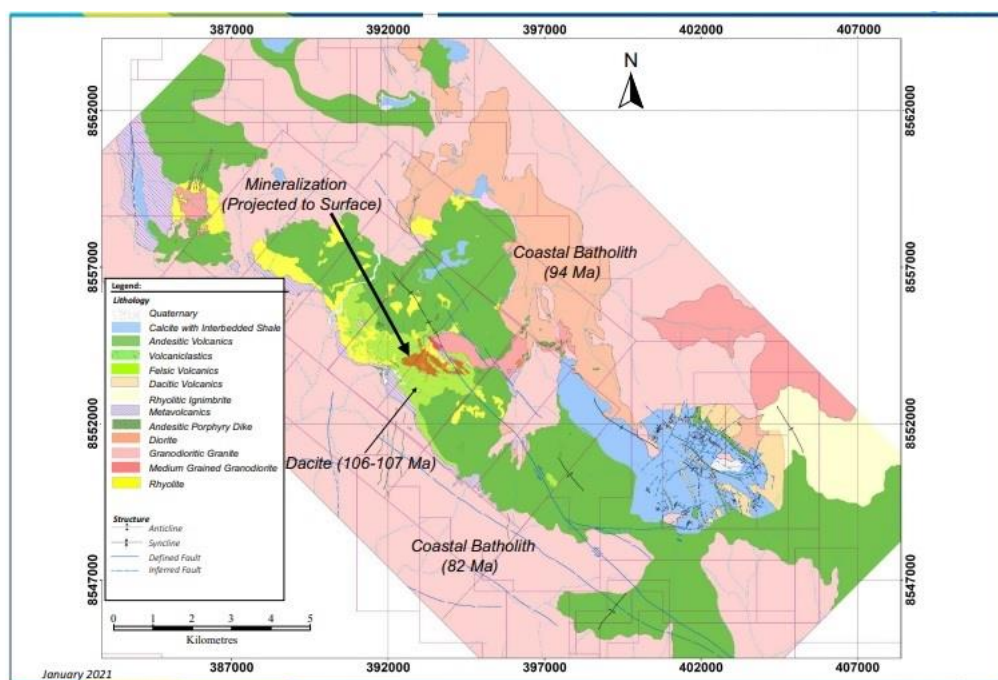
O objetivo específico foi avaliar a influência presente nos deslocamentos totais, na redistribuição das tensões e no fator de segurança a partir do modelamento numérico pelo método de elementos finitos, empregados no software RS² da Rocscience.

3 REFERENCIAL TEÓRICO

3.1 Geologia Regional

O depósito analisado está localizado em um cinturão de 30 km por 10 km, com orientação noroeste, de rochas vulcano-sedimentares marinhas da Formação Huaranguillo do Albiano Médio ao Senoniano (Cretáceo Médio), pertencente ao Grupo Casma (Zalazar e Landa, 1993), que por sua vez é cercado por intrusões terciárias do Batólito Costeiro (Figura 1). O Grupo Casma é dominado por andesitos porfíricos, erupcionados em uma bacia de retroarco falhada através de um embasamento mais antigo não exposto, como resultado de tectônica extensional durante a subducção da litosfera oceânica. As rochas vulcano-sedimentares de Casma se estendem por 1.600 km ao longo do Oceano Pacífico, desde Ica, no sul do Peru, até Piura, no norte do Peru.

Figura 1 - Geologia regional.



Fonte: SLR (2021).

3.2 Geologia do Depósito

3.2.1 Rochas extrusivas

Rochas riodacíticas a riolíticas predominam na área do depósito. Texturas de fluxo, de brecha e laminadas exibindo amígdalas são frequentes, assim como lavas

de almofada andesíticas. Um metamorfismo térmico intenso produziu estruturas porfiroblásticas e granoblásticas. Os principais minerais formadores de rocha são quartzo, feldspato, biotita, sericita, andaluzita e pirita. Camadas de exalita, típicas de depósitos de sulfetos maciços vulcanogênicos, são observadas localmente na base ou no topo dos corpos de sulfetos maciços, onde formam horizontes finamente laminados compostos por sílica e vários sulfetos.

3.2.2 Rochas intrusivas

Rochas intrusivas do Batólito Costeiro, com idades variando do Cretáceo Superior ao Terciário, foram intrudidas entre 101 Ma e 37 Ma. O batólito é principalmente composto por granodioritos cercando pendentes de telhado das unidades vulcano-sedimentares. Alguns corpos menores de microdiorito, diorito e gabro, assim como numerosos diques, cortam as sequências vulcano-sedimentares. Diques porfiríticos de feldspato em estágio tardio ocorrem em toda a propriedade, cortando tanto as rochas do Grupo Casma quanto as do Batólito Costeiro.

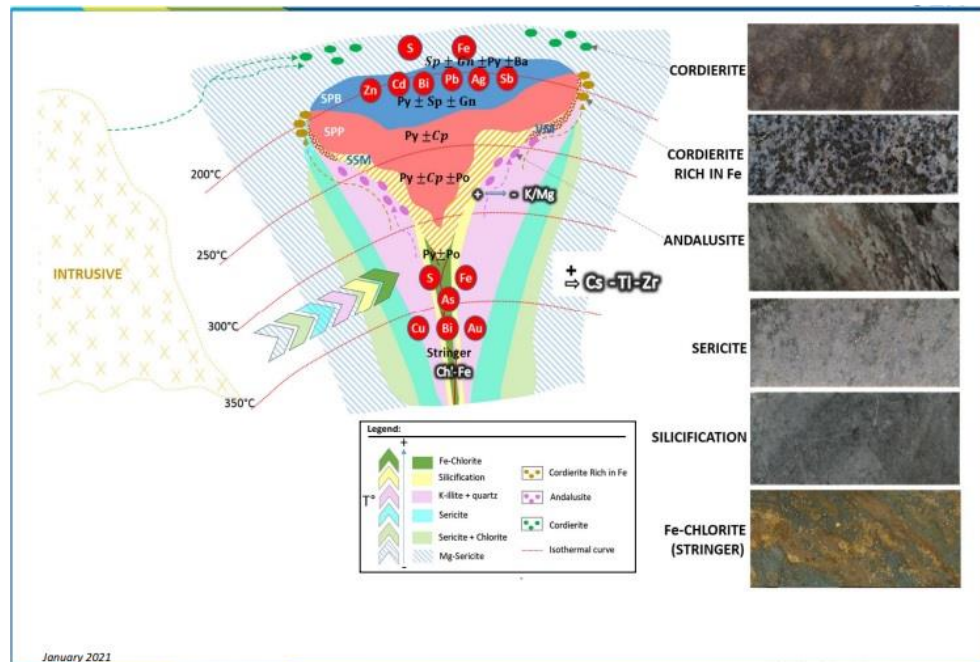
3.2.3 Alteração

Juntamente com a formação de corpos de sulfetos maciços, diferentes tipos de halos de alteração hidrotermal (zonas ao redor do depósito onde ocorrem mudanças químicas e físicas nas rochas adjacentes devido à interação com fluidos hidrotermais) se desenvolveram: silicificação na base, cloritização ao longo das bordas da base e alteração sericítica, que forma o halo mais amplo (de sericita K proximal a sericita Mg distal). A atividade metamórfica associada ao batólito costeiro sobrepõe a alteração hidrotermal. O mais notável é o desenvolvimento de porfiroblastos de cordierita nas rochas vulcânicas previamente alteradas.

A Figura 2 mostra um esquema em corte transversal do sulfeto maciço com seus halos de alteração hidrotermal, possíveis isotermas de fluido hidrotermal no momento da mineralização e a distribuição de elementos químicos nas diferentes áreas do depósito.

Já no zoneamento geomecânico, as extensões dos maciços rochosos são estabelecidas com base no RMR (*Rock Mass Rating*) e os domínios estruturais foram determinados como importantes controles na estabilidade das cavas.

Figura 2 – Esquema Corte Transversal do Sulfeto Maciço.



Fonte: SLR (2021).

3.3 Mineralização

A mineralização é hospedada por uma unidade piroclástica composta de cinzas e tufo polimítico tipo lapilli (pequenos fragmentos vulcânicos que têm diâmetro entre 2 e 64 mm), com fragmentos subarredondados bem classificados. Alguns lapilli têm formas semelhantes a lápis em escala centimétrica, devido ao desenvolvimento de uma esquistosidade incipiente, ou seja, uma característica estrutural com um arranjo preferencial de minerais ou planos paralelos, conferindo uma textura de foliação.

As lentes mineralizadas apresentam uma geometria alongada e irregular. Seu eixo mais longo (quase 500 m) tem uma tendência horizontal nordeste-sudoeste (azimute 135°). Os corpos mineralizados têm aproximadamente 300 m de espessura (ocorrendo entre 1.600 e 1.980 m acima do nível do mar) e 100 m de largura e os corpos mineralizados geralmente mergulham para o sudoeste a uma média de 65°. Essas lentes são compostas por pirita, esfalerita, galena, calcopirita e barita. A mineralização tem zoneamento característico de rico em zinco a rico em pirita e alteração sericítico-pirítica associada.

3.4 Mineração subterrânea

A lavra a céu aberto lidera o mercado mineiro pelas suas vastas vantagens, sendo alguns dos exemplos sua capacidade de produção, os custos de lavra, menor diluição e recuperação maior do depósito. Em contrapartida, dentro de suas desvantagens uma que merece foco está relacionada com a profundidade do corpo de minério a ser explorado, ao qual melhor se aplica à lavra subterrânea (Carli, 2013).

Este fator juntamente com a produção mineral em larga escala (que fez com que as reservas superficiais diminuíssem), o desenvolvimento tecnológico e a evolução da mecânica das rochas, impactou na busca cada vez maior por jazidas que se encontram a grandes profundidades nos últimos tempos (Curi, 2017).

Para a lavra subterrânea, com o ganho de profundidade veio também um aumento das preocupações voltadas à estabilidade das escavações, visto que estas interferem não apenas nos interesses de cunho financeiro da empresa, mas nos de âmbito social também (Mendonça, 2016).

Um dos agentes agravantes nas escavações são as rupturas, que segundo Goodman (1989) é a perda de integridade de uma amostra de rocha, ou seja, a perda da capacidade de resistência dessa rocha. Para a geotecnia é essencial analisar os aspectos de estabilidade a fim de reduzir a ocorrência de uma ruptura do maciço, ou minimizar seus impactos.

Para isso é necessário estudar os fatores presentes nessas circunstâncias, a fim de se obter uma concepção do ocorrido, identificando também o estado limite do maciço, e implementar análises representativas da situação em campo para o cotidiano da empresa.

3.5 Método de lavra

Quando um depósito tem seus recursos definidos como medidos e indicados, tem-se então o estudo de reservas. Este estudo possui um papel significativo na fase de planejamento, onde análises detalhadas são conduzidas para identificar os métodos de extração mais eficazes e economicamente viáveis para o depósito. É importante salientar que a distinção entre recursos e reservas é essencial, uma vez que os recursos representam a quantidade total de material em um depósito, enquanto as reservas são a parte dos recursos que pode ser economicamente extraída com base nas condições atuais de mercado e tecnologia.

A fase de planejamento é dividida em três estágios de estudo (Lee, 1984 *apud* Hustrulid e Kuchta, 2006):

- Fase 1 - Estudo conceitual ou avaliação preliminar: É a etapa onde se tem a possível transformação de projeto para proposta de investimento, onde os custos operacionais e de capital são estimados a partir de índices históricos. Destina-se principalmente a destacar os principais aspectos de investimento de uma possível proposição de mineração.
- Fase 2 - Estudo preliminar ou pré-viabilidade: É um estágio intermediário entre um estudo conceitual relativamente barato e um estudo de viabilidade relativamente caro, que determina se o projeto justifica uma análise detalhada de viabilidade e precisa de uma investigação aprofundada.
- Fase 3 - Estudo de viabilidade: Fornece uma base técnica, ambiental e comercial definitiva para uma decisão de investimento, utilizando processos iterativos para otimizar todos os elementos críticos do projeto. Identifica a capacidade de produção, tecnologia, investimento e custos de produção, receitas de vendas e retorno sobre o investimento. Normalmente define o escopo do trabalho de forma inequívoca e serve como um documento de linha de base para o avanço do projeto nas fases subsequentes. O método de lavra é escolhido dentro do estudo de viabilidade.

Os principais métodos de lavra subterrânea, segundo Gama (2008), são Câmaras e Pilares (*Room and Pillar*), Frente Longa (*Longwall*), Recalque (*Shrinkage Stopping*), Realces em Subníveis (*Sublevel Stopping*), Corte e Enchimento (*Cut and Fill*), Abatimento em Subníveis (*Sublevel Caving*) e o Abatimento de Blocos (*Block Caving*).

Estes métodos são classificados de acordo com características como a resistência da rocha e da encaixante, morfologia, geometria, teor, profundidade do minério, dentre outros e, segundo Hartman *et al.* (2002), podem ser divididos em:

- Métodos de Realces Auto-Suportados: são aqueles em que a rocha é essencialmente auto-sustentável e não necessita o uso de grandes suportes artificiais (preenchimentos artificiais), contudo não descartam o uso de pequenos suportes como cabos e tirantes. Os seguintes métodos são classificados como Realces Auto-Suportados:
 - i. Câmaras e Pilares (*Room and Pillar*);

- ii. Recalque (*Shrinkage Stoping*);
- iii. Realce em Subníveis (*Sublevel Stoping*).
- Métodos de Realces Artificialmente Suportados: são aqueles que requerem algum tipo de preenchimento para fornecer quantidades substanciais de suporte artificial para manter estabilidade nas aberturas de exploração da mina. Fazem parte destes métodos:
 - i. Corte e Enchimento (*Cut and Fill*);
 - ii. Alargamentos esteados (*Stull stoping*).
- Métodos de Abatimento Controlado do Teto: são aqueles associados com indução, controle e desmoronamento do corpo de minério, da rocha sobrejacente, ou ambos. Existem três tipos de métodos:
 - i. Frentes amplas (*Longwall*);
 - ii. Abatimento em subníveis (*Sublevel caving*);
 - iii. Abatimento em blocos (*Block caving*).

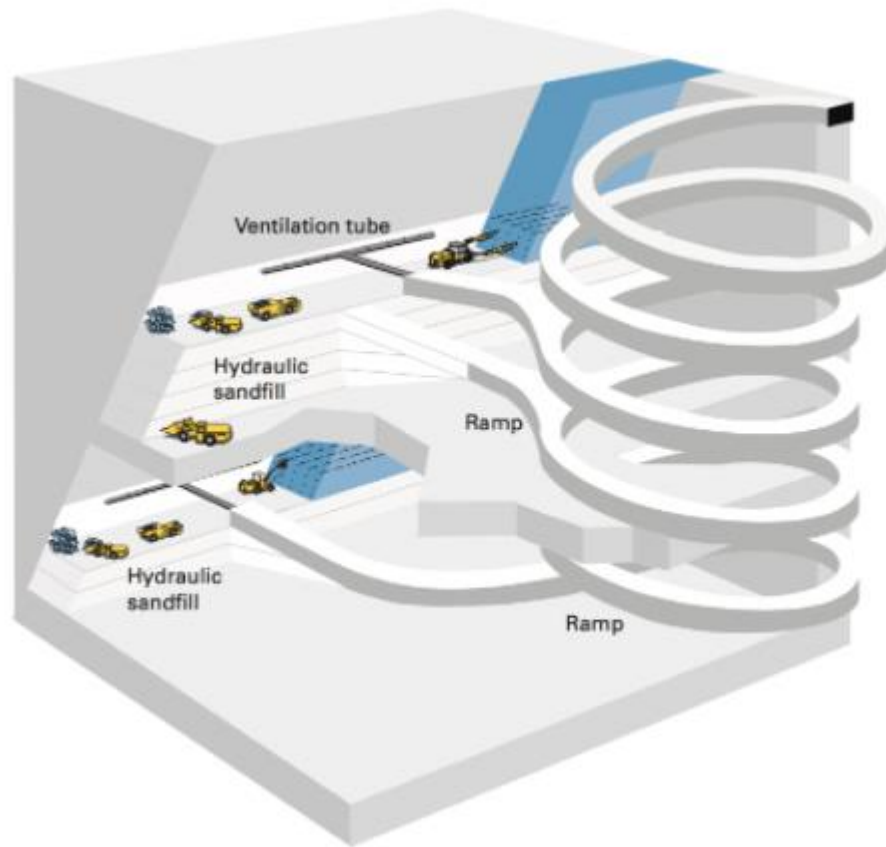
Para o presente trabalho será abordado o método de Corte e Enchimento (*Cut and Fill*) mais detalhadamente, pois este é empregado na mina em questão.

3.5.1 *Cut and fill*

É um método empregado em depósitos que possuem propriedades geomecânicas específicas, como a baixa competência do minério e da rocha encaixante, a presença de um corpo tabular irregular e um mergulho que ultrapassa os 45°. Além disso, é importante levar em consideração que a commodity tenha grande valor agregado, para que assim seja permitida a aplicação desse método, mesmo diante de seus custos elevados relacionados ao material de enchimento, como o cimento (Curi, 2017; Hartman & Mutmanský, 2002; Alvarenga, 2012). A Figura 3 representa esse método.

Sobretudo as dimensões dos realces estão diretamente relacionadas com a geometria do corpo de minério, a competência da encaixante, aos padrões de perfuração e as direções das tensões principais presentes no maciço (Mann, 1982).

Figura 3 - Corte e enchimento.



Fonte: Atlas Copco Rock Drills AB (2007).

Os resíduos provenientes da lavra e do beneficiamento, como estéril e rejeito, são usados para ocupar os vazios deixados pela exploração, fornecendo suporte às aberturas e permitindo o armazenamento desses materiais sem causar impactos ambientais na superfície.

Este método, amplamente utilizado, envolve a remoção ascendente em fatias, onde o espaço anteriormente ocupado pelo minério passa a ser preenchido pelo estéril ou pelo rejeito.

O processo de enchimento ocorre de maneira sistemática durante a lavra e não após o encerramento das operações, podendo ser executado de forma mecânica ou hidráulica. Na indústria, existem três tipos de enchimento que são mais utilizados:

- Enchimento hidráulico (*Hydraulic Fill*): implica na utilização de água como meio para transportar sólidos. Os elementos convencionais de um sistema desse tipo englobam uma planta de mistura para criar a lama, juntamente com bombas e

tubulações para distribuição. No entanto, é importante observar que esse método de enchimento exige uma quantidade significativa de cimento, aproximadamente 10%, o que destaca a necessidade de uma análise cuidadosa dos benefícios econômicos associados (Masniyom, 2009).

- Enchimento pasta (*Paste fill*): este é o método de enchimento mais empregado, isso graças a alguns fatores como o seu custo de produção reduzido, a incorporação de resíduos de processamento em sua composição, a capacidade de aprimorar estratégias de extração, a minimização de impactos ambientais e um nível superior de segurança em comparação com tecnologias de armazenamento de rejeitos mais convencionais. Em sua composição estão rejeitos, aglomerantes (o mais utilizado é o cimento Portland) e água. A proporção de sólidos em um *Paste Fill* geralmente varia entre 70% e 80%, sendo preferíveis valores próximos a 80% (Osório, 2007).
- Enchimento de rocha com ou sem cimento (*Rock fill and Cemented Rock fill*): são utilizados resíduos de estéril que podem ser acimentados que se adequam às especificações técnicas requeridas. A principal razão para a ampliação do *Rock Fill* reside na capacidade de alcançar resistências elevadas, superiores a 7 MPa, o que, em diversos casos, inviabiliza o uso de outros tipos de enchimento. O processo de preparação é limitado ao peneiramento e britagem para eliminar materiais finos, grosseiros ou ambos. Algumas minas enfrentam restrições quanto à quantidade de material estéril disponível, recorrendo a materiais de pedreiras externas, o que pode aumentar nos custos operacionais (Potvin; Thomas; Fourie, 2005).

O método possui vantagens e desvantagens que, os trabalhos de Mitchell (1981), Haycocks e Aelick (1992) e White (1992), Hartman e Mutmanský (2002) descrevem como sendo:

Vantagens:

- Produtividade moderada de até 36 T por homem por turno;
- Permite lavra seletiva, separando o estéril para enchimento;
- Baixo custo de investimento;
- Investimento inicial moderado;

- Possível mecanização;
- Versátil, flexível e adaptável;
- Recuperação superior a 90%, podendo atingir 100%;
- Diluição < 10%;
- Estocagem de rejeito e estéril no subsolo, o que reduz o impacto ambiental na superfície.

Desvantagens:

- Custo de lavra relativamente alto, sendo que o manuseio do material de enchimento chega a 50% do custo de lavra;
- A operação de enchimento pode causar alguma descontinuidade na produção;
- Requer mão de obra intensiva;
- Risco de acidente com a compressibilidade do enchimento.

3.6 Estabilidade nas escavações

Para a estabilidade de uma escavação subterrânea é necessário levar em consideração aspectos que englobam as propriedades mecânicas da rocha escavada e do maciço vizinho à escavação. Dentre as propriedades, ressalta-se a resistência a esforços de tração e compressão, a presença de descontinuidades no maciço e a deformabilidade. Além disso, fatores como a geometria da escavação, as tensões *in situ* na região analisada e a velocidade com que a escavação é desenvolvida, afetam a estabilidade do maciço (Hoek *et al.*, 1995).

Um maciço rochoso raramente será contínuo ou homogêneo, em geral expõe quantidades significativas de descontinuidades e pluralidade de minerais, além de diferentes graus de alteração. Isto posto, para determinar a resistência de um maciço é preciso levar em conta parâmetros relacionados com a rocha intacta e as descontinuidades, uma vez que estas afetam de forma direta a estabilidade das escavações subterrâneas (Hoek *et al.*, 1995).

A condição de estabilidade do maciço está diretamente associada a presença de planos de fraqueza, sofrendo assim influência de condições como as tensões de confinamento, assiduidade da presença de descontinuidades, bem como

a resistência que estas apresentam, presença de água percolando as discontinuidades, dentre outros.

Estes fatores influenciarão a resistência do maciço, de tal forma a reduzi-la quanto menor se apresentar a resistência da rocha intacta e das discontinuidades, menores forem as tensões de confinamento, maior a presença de água e maior for a frequência em que as discontinuidades são observadas (Stacey & Page, 1986).

3.7 Sistema de classificação de maciços rochosos

Um maciço rochoso possui uma natureza intrínseca e complexa, que varia de um ponto a outro, contendo diversos tipos de materiais rochosos e famílias de discontinuidades (Stewart & Forsyth, 1995).

Segundo Brady e Brown (1985), um maciço rochoso pode ser descrito como sendo a rocha intacta presente entre as discontinuidades. De forma literal, o maciço rochoso é o conjunto *in situ* de planos de estratificação, falhas, juntas, dobras e outras características geológicas.

A classificação dos maciços implica em uma caracterização da área de estudo apurada a fim de identificar os parâmetros mais significativos que influenciam o comportamento de um maciço. Além disso, este objetiva fornecer uma base para a compreensão das características de cada classe de maciço rochoso, derivar dados quantitativos para projeto de engenharia, recomendar diretrizes de suporte para escavações subterrâneas ou a céu aberto, gerando uma contribuição para eficácia do projeto através de tomadas de decisões consistentes (Bieniawski, 1989).

Existem inúmeras classificações atribuídas aos maciços rochosos e cada uma possui sua área de aplicação específica, como visto no Quadro 1.

Quadro 1 - Principais sistemas de classificação de maciços rochosos

Sistemas de classificação de maciços rochosos	Autor	País de Origem	Áreas de aplicação
Rock Load	Terzaghi, 1946	EUA	Túneis com suporte de aço
Stand-up time	Lauffer, 1958	Austrália	Túneis
New Austrian Tunneling Method (NATM)	Pacher et al., 1964	Áustria	Túneis
Rock Quality Designation (RQD)	Deere et al., 1967	EUA	Furos de sondagem, túneis
Rock Structure Rating (RSR)	Wickham et al., 1972	EUA	Túneis
Rock Mass Rating (RMR)	Bieniawski, 1973 (last modification 1989-USA)	África do Sul	Túneis, minas, taludes, fundações
Modified Rock Mass Rating (M-RMR)	Ünal and Özkan, 1990	Turquia	Mineração
Rock Mass Quality (Q)	Barton et al., 1974 (last modification 2002)	Noruega	Túneis, minas, fundações
Strength-Block size	Franklin, 1975	Canadá	Túneis
Basic Geotechnical Classification	ISRM, 1981	Internacional	Geral
Rock Mass Strength (RMS)	Stille et al., 1982	Suécia	Mineração de metais
Unified Rock Mass Classification System (URCS)	Williamson, 1984	EUA	Geral
Communication Weakening Coefficient System (WCS)	Singh, 1986	Índia	Mineração de carvão
Rock Mass Index (RMi)	Singh, 1986	Suécia	Túneis
Geological Strength Index (GSI)	Hoek and Brown, 1997	Canadá	Todos os tipos de escavações subterrâneas

Fonte: Adaptado de Cosar, 2004.

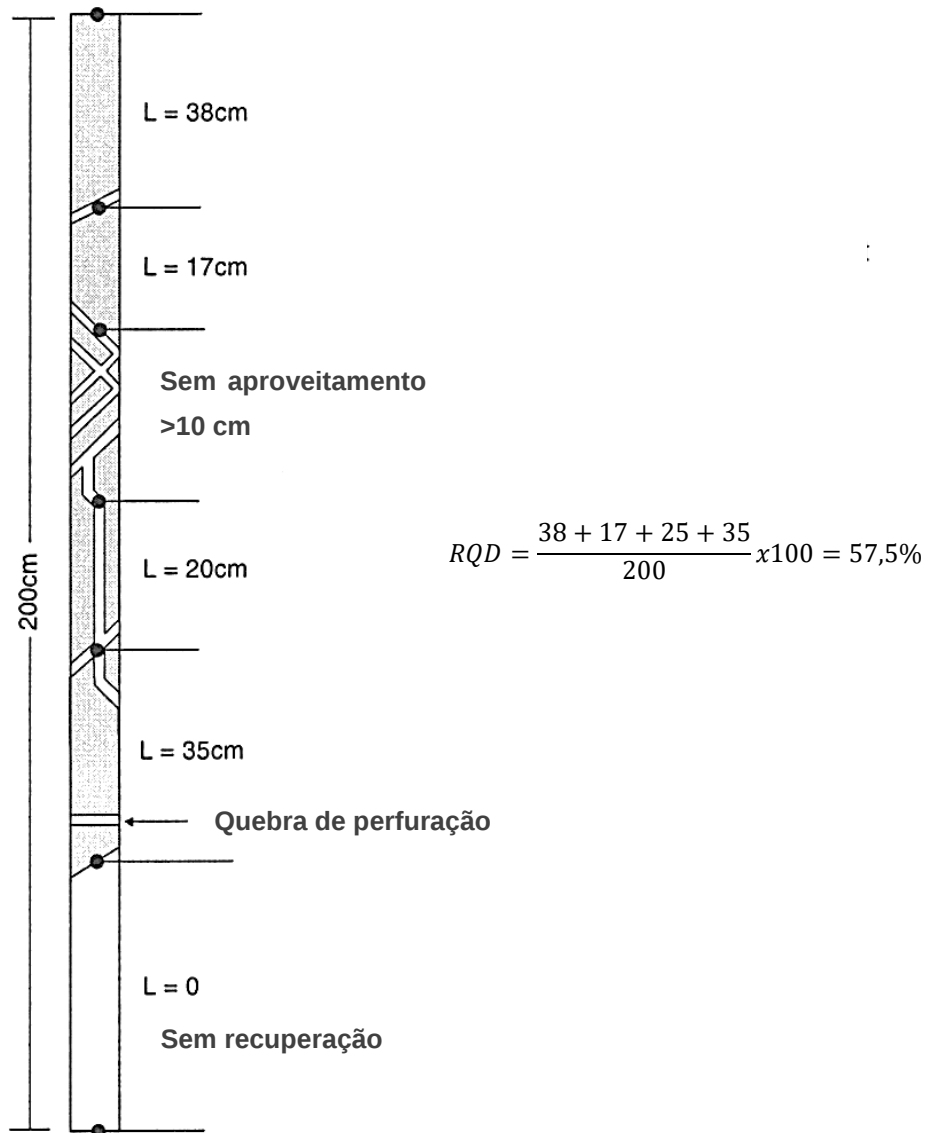
3.7.1 Rock Quality Designation (RQD)

O RQD, proposto inicialmente por Deere *et al.* (1964), ressalta a qualidade da rocha ou maciço rochoso com relação à frequência das descontinuidades e o espaçamento entre elas através da recuperação de testemunhos na sondagem. É obtido através da somatória dos comprimentos dos testemunhos de rocha maiores ou iguais a 10,0 cm, divididos pelo comprimento total perfurado em uma manobra da sonda. A equação do RQD é apresentada abaixo pela Equação (1).

$$RQD = \frac{\sum \text{porções de rocha intacta com mais de 10cm}}{\text{comprimento total do testemunho}} \times 100 \quad (1)$$

O procedimento sugerido por Deere e Deere (1988) para se medir o comprimento dos testemunhos e calcular o RQD é ilustrado na Figura 4. Já a classificação da qualidade da rocha ou maciço a partir do método é ilustrada na Tabela 1.

Figura 4 - Procedimento para medição e cálculo do RQD (1988).



Fonte: Adaptado de Deere (1988).

Tabela 1 - Qualidade da Rocha a partir do RQD (1989).

Qualidade da Rocha	RQD (%)
A – Muito ruim	0 - 25
B – Ruim	25 - 50
C – Razoável	50 - 75
D – Bom	75 - 90
E – Excelente	90 - 100

Fonte: Deere (1989).

3.7.2 *Rock Mass Rating (RMR)*

Este sistema foi originalmente desenvolvido por Bieniawski em 1973, mas foi modificado em 1989 e incluído neste trabalho. Originalmente desenvolvido para o dimensionamento e execução de obras subterrâneas, cedo encontrou múltiplas aplicações na estabilidade de taludes (Castro, 2004).

Conforme mencionado anteriormente, este é um modelo de classificação geotécnica amplamente utilizado com base em seis parâmetros geotécnicos diferentes. Sendo estes: Resistência da rocha intacta, RQD, distância entre descontinuidades visíveis, condição da descontinuidade, presença ou ausência de penetração de água e direção da descontinuidade (Quadros 2 e 3). Tais parâmetros são agrupados em regiões com diferentes pesos e a soma final corresponde ao índice RMR dividido em cinco classes de qualidade de massa (Quadro 4).

Bieniawski (1989) propõe dividir um maciço em regiões homogêneas semelhantes. Essas diferentes regiões são tratadas separadamente considerando as descontinuidades que as separam. O autor afirma que a classificação leva em conta todos os parâmetros por ele citados. Isso porque a ausência de algum deles pode tornar a pesquisa menos eficiente e prejudicar o projeto como um todo.

Quadro 2 - Parâmetros do RMR (1989).

Parâmetros de classificação									
1	Resistência do material rochoso intacto	Resistência à compressão uniaxial (MPa)	>250	100 - 250	50 - 100	25 - 50	5 - 25	1 - 5	<1
		Valores ponderais	15	12	7	4	2	1	0
2	RQD (%)	Valores ponderais	90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	<25		
			20	17	13	8	3		
3	Descontinuidades (m)	Valores ponderais	>2	0,6 - 2	0,2 - 0,6	0,06 - 0,2	<0,06		
			20	15	10	8	5		
4	Condições das descontinuidades	Comprimento descontinuidade (m)	<1	1 - 3	3 - 10	10 - 20	>20		
		Valores ponderais	6	4	2	1	0		
		Abertura (mm)	Nenhuma	<0,1	0,1 - 1	1 - 5	>5		
		Valores ponderais	6	5	4	1	0		
		Rugosidade	Muito rugosa	Rugosa	Ligeiramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Valores ponderais	6	5	3	1	0		
		Preenchimento (mm)	Nenhuma	Duro <5	Duro >5	Mole <5	Mole >5		
		Valores ponderais	6	4	2	2	0		
		Meteorização	Inalterada	Ligeiramente alterada	Moderadamente alterada	Muito alterada	Decomposta		
		Valores ponderais	6	5	3	1	0		
5	Presença de água	Condições gerais do maciço	Seco	Ligeiramente húmido	Húmido	Escorrimentos	Fluxo abundante		
		Valores ponderais	15	10	7	4	0		

Fonte: Adaptado de Bieniawski (1989).

Quadro 3 - Correção relacionada com a orientação das descontinuidades (1989).

Direção das descontinuidades perpendicular ao eixo do túnel				Direção das descontinuidades paralela ao eixo do túnel		Qualquer
Avanço do túnel no sentido do pendor		Avanço do túnel no sentido inverso do pendor		Inclinação		Inclinação
45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	0° - 20°
Muito favorável	Favorável	Razoável	Desfavorável	Muito desfavorável	Razoável	Razoável
Orientação das descontinuidades		Muito favoráveis	Favoráveis	Razoável	Desfavorável	Muito desfavorável
Valor ponderativo para ajuste de RMR	Túneis	0	-2	-5	-10	-12
	Fundações	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Fonte: Adaptado de Bieniawski (1989).

Quadro 4 - Classificação dos maciços rochosos de acordo com o RMR (1989).

Somatório dos pesos (factor RMR)	81-100	61-80	41-60	21-40	<20
Classes	I	II	III	IV	V
Qualidade do maciço	Muito bom	Bom	Razoável	Fraco	Muito fraco
Coesão da massa rochosa (kPa)	>400	300-400	200-300	100-200	<100
Ângulo de atrito da massa rochosa	>45	35<45	25<35	15<25	<15

Fonte: Adaptado de Bieniawski (1989).

3.7.3 O Sistema “Q” de Barton (*Q-System*)

Barton *et al.* (1974) criaram um sistema de classificação abrangente para uso em túneis e cavernas que avalia numericamente a qualidade da rocha com base no RQD, número da família de fraturas, rugosidade da fratura, taxa de alteração e preenchimento da fratura, fluxo interno de água e condições de tensão. Isso é muito semelhante ao procedimento proposto e adotado por Bieniawski. Ao contrário do RMR, o sistema Q não considera parâmetros como resistência da rocha e distância de descontinuidade e é definido pela Equação (2):

$$Q = \left[\frac{RQD}{J_n} \right] \cdot \left[\frac{J_r}{J_a} \right] \cdot \left[\frac{J_w}{SRF} \right] \quad (2)$$

Onde:

RQD é o índice de qualidade da rocha;

J_n é um parâmetro relacionado ao número de famílias de descontinuidades;

J_r é um parâmetro relacionado à rugosidade das descontinuidades;

J_a é um parâmetro relacionado à alteração das descontinuidades;

J_w é um parâmetro relacionado ao fluxo interno de água;

SRF é um parâmetro relacionado à condição de tensão do maciço.

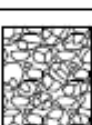
O quociente (RQD/J_n) correspondem a qualidade da rocha e a quantidade de descontinuidades presentes, (J_r/J_a) reflete a resistência ao cisalhamento da descontinuidade e (J_w/SRF) avalia o efeito da água e seu impacto na redução do estresse nas descontinuidades.

3.7.4 Geological Strength Index (GSI)

Desenvolvido por Hoek (1994) e Hoek *et al.* (1995), o Índice Geológico de Resistência (GSI) propôs determinar a redução da resistência do maciço rochoso levando em conta condições geológicas distintas. Ponderar os parâmetros do critério de resistência de Hoek-Brown é o propósito direto do valor do GSI para maciços rochosos e mesmo que não tenha sido atribuído para um método de classificação dos maciços, seu valor representa a qualidade deste maciço (Figura 5).

O GSI usa uma combinação de dois parâmetros geológicos principais para fornecer uma estimativa aproximada da redução de resistência apresentada por um maciço rochoso sob várias condições geológicas. São eles a estrutura rochosa e condições de descontinuidade (Hoek, 2006).

Figura 5 - Ábaco original do GSI proposto por Hoek & Marinos (2000).

ÍNDICE DE RESISTÊNCIA GEOLÓGICO PARA ROCHAS FRATURADAS (Hoek e Marinos, 2000) Para a litologia, estrutura e condição de superfície das descontinuidades, estime o valor médio do GSI. Não tente ser muito preciso. Cotar um intervalo de 33 a 37 é mais realista do que estabelecer GSI = 35. Note que a tabela não se aplica a rupturas controladas estruturalmente. Onde estruturas planares de baixa resistência estiverem presentes em uma orientação desfavorável em relação à face da escavação, estas dominarão o comportamento do maciço rochoso. A resistência ao cisalhamento das superfícies em rochas propensas a se deteriorarem como resultado da umidade será reduzida se tiver presença de água. Quando trabalhar com rochas nas categorias regular a muito pobre, um deslocamento para a direita deve ser feito em condições úmidas. A pressão da água é tratada com uma análise dos esforços efetivos.		CONDIÇÕES DE SUPERFÍCIE MUITO BOA Superfície muito rugosa, não intemperizada, fresca BOA Superfície rugosemea, levemente intemperizada, com manchas ferruginosas REGULAR Superfície lisa, moderadamente intemperizada e alterada POBRE Superfície com espelho de falha, altamente intemperizada com cobertura compacta ou preenchimento de fragmentos angulares MUITO POBRE Superfície com espelho de falha, altamente intemperizada, com cobertura ou preenchimento argiloso				
ESTRUTURA		DIMINUI A QUALIDADE DA SUPERFÍCIE →				
	INTACTA OU MACIÇA - Rocha íntacta ou maciça, in situ, com poucas descontinuidades amplamente espaçadas	90				N/A
	FRATURADA - Maciço rochoso não perturbado com blocos interconectados e cúbicos, formados por três famílias de descontinuidades	80	70			
	MUITO FRATURADA - Maciço rochoso parcialmente perturbado, com blocos interconectados angulares e multifacetados formados por quatro ou mais famílias de juntas		60	50		
	FRATURADA/PERTURBADA/DEFORMADA - Maciço rochoso dobrado, com blocos angulares formados por várias famílias de descontinuidades que se interceptam. Estratificação ou xistosidade persistentes			40	30	
	DESINTEGRADA - Maciço rochoso pobremente interconectado, altamente fraturado, com fragmentos de rochas angulares e arredondadas				20	
	FOLIADA/CISALHADA - Ausência de blocos devido a pouco espaçamento de xistossidades de baixa resistência ou planos de cisalhamento	N/A	N/A			10

Fonte: Adaptado de Hoek *et al.* (2013).

3.8 Critérios de Resistência

3.8.1 Mohr-Coulomb

Proposto por Coulomb (1773), o critério considera a resistência ao cisalhamento dividida em duas partes, levando em consideração duas parcelas: uma que depende da tensão normal e outra que não depende, resultando em coesão e atrito.

Inicialmente, o critério foi desenvolvido em termo das tensões normais e de cisalhamento que atuam no plano correspondente a um ponto de tangência no círculo de Mohr com uma envoltória linear, também descrito pela Equação (3).

$$\tau = S_i + \sigma \tan \phi \quad (3)$$

Em que:

τ é a tensão de cisalhamento;

σ é a tensão normal no plano de ruptura;

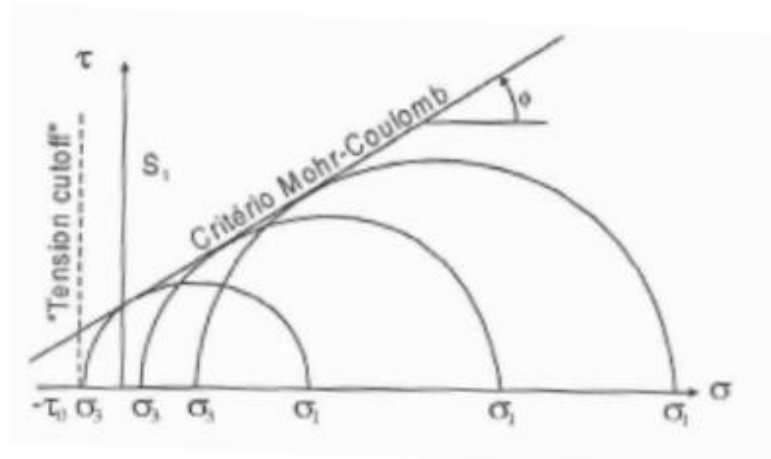
ϕ é o ângulo de atrito interno da rocha;

S_i é a coesão da rocha.

Os coeficientes de ângulo de atrito e coesão são parâmetros do material que podem ser obtidos a partir de ensaios triaxiais fazendo uso de amostras, ou corpo de prova, da rocha intacta (Azevedo e Marques, 2002).

Podem ser determinados círculos de Mohr que representam o estado de tensão no momento da ruptura. Para o critério de Mohr-Coulomb, a linha reta que tangencia esses círculos representa a envoltória de ruptura para as tensões normais e cisalhantes. O ângulo de atrito (ϕ) se relaciona com o coeficiente angular, já a coesão (S_i) está associada ao coeficiente linear desta reta (Figura 6). Além disso, o *cutoff* de tração é o ponto crítico em que a resistência do material rochoso é ultrapassada, levando à sua falha ou ruptura por tração.

Figura 6 - Critério de Mohr-Coulomb.



Fonte: Goodman, 1989 apud Azevedo e Marques, (2002, P.91).

Assim, tem-se que a origem da ruptura ocorre quando há tensão cisalhante atuando em um plano de um ponto específico, juntamente com a tensão normal que também atua neste plano. Deste modo, a resistência ao cisalhamento é superada por estes esforços.

O Tabela 2 demonstra parâmetros de resistências, obtidos por ensaios triaxiais, aplicados a alguns exemplos de rochas para valores adequados de tensão de confinamento.

Tabela 2 - Parâmetros de resistência de rochas.

Rocha	Porosidade	Si (MPa)	φ (°)	Pressão confinante (MPa)
Ardosia Texas: carregada a		26,2	21,0	34,5-276
30° com a clivagem	NI	26,2	21,0	34,5-276
90° com a clivagem		70,3	26,9	34,5-276
Arenito Pottsville	14,0	14,9	45,2	0-68,9
Basalto Nevada	4,6	66,2	31,0	3,4-34,5
Dolomito Hasmark	3,5	22,8	35,5	0,8-5,9
Folhelho Muddy	4,7	38,4	14,4	0-200
Gnaiss xistoso	0,5	46,9	28,0	0-69
90° com a xistosidade	0,5	46,9	28,0	0-69
30° com a xistosidade	1,9	14,8	27,6	0-69
Granito Stone Mountain	0,2	55,1	51,0	0-68,9
Mármore Georgia	0,3	21,2	25,3	5,6-68,9
Quartzito Sioux	NI	70,6	48,0	0-203
Siltito Indiana	19,4	6,7	42,0	0-9,6
Siltito Repetto	5,6	34,7	32,1	0-200

Fonte: Adaptado de Azevedo e Marques (2002).

3.8.2 Hoek-Brown

Este critério desenvolvido na década de 1980, teve como base resultados experimentais executados em rochas competentes. O critério descreve uma relação não linear, em função das tensões principais, através da Equação (4):

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \sqrt{m_i \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s} \quad (4)$$

Onde m_i é uma constante para a litologia da rocha, σ_{ci} é a resistência à compressão uniaxial da rocha intacta e s é um parâmetro ajustável alcançado através de ensaios triaxiais elaborados em amostras de rochas intactas. A constante m_i varia em torno de 15 a 25 para rochas frágeis, e, em torno de 3 a 5 para rochas dúcteis. Já o parâmetro ajustável (s) varia de 0 a 1, sendo 0 para rochas muito fraturadas e 1 para rochas intactas (Azevedo e Marques, 2002).

Sendo assim, o critério de Hoek-Brown oferece uma abordagem mais abrangente e empírica para descrever a resistência da rocha intacta, enquanto o critério de Mohr-Coulomb é uma abordagem mais simplificada e linear (Azevedo e Marques, 2002).

As constantes presentes no modelo requerem a determinação através de análises estatísticas a partir dos resultados obtidos nos ensaios triaxiais, fazendo uso das orientações da ISRM (1981).

3.8.3 Hoek-Brown generalizado

Hoek e Brown (1988), apresentaram incrementos no critério desenvolvido anteriormente, em que se leva em consideração a qualidade do maciço rochoso, fazendo uso do GSI, apresentado anteriormente, e do fator de perturbação, relacionado à forma de escavação e porte das estruturas.

Com isso eles propuseram um critério de resistência aplicado para maciços a fim de atualizar a equação original e englobar fatores complementares. Esta versão é apresentada na Equação (5):

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (5)$$

Em que:

σ_1 é a tensão efetiva principal maior;

σ_3 é a tensão efetiva principal menor;

σ_{ci} é a resistência à compressão uniaxial da rocha intacta;

m_b é o valor reduzido da constante do material m_i ou constante do maciço rochoso;

s e a são as constantes para o maciço rochoso.

O parâmetro m_b é dado pela Equação (6):

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI-100}{28-14D}\right) \quad (6)$$

Já as constantes s e a são dadas pelas relações a seguir, nas Equações (7) e (8) respectivamente:

$$s = \exp\left(\frac{GSI-100}{9-3D}\right) \quad (7)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}\left(e^{-GSI/15} - e^{-20/3}\right) \quad (8)$$

Portanto, o critério de ruptura de Hoek-Brown expõe um modelo para compreender e prever a resistência e o comportamento de rochas intactas e maciços rochosos fraturados, considerando uma variedade de fatores influentes no processo de fraturamento e na resposta do material às forças aplicadas. Essa formulação generalizada busca abordar de maneira mais precisa e abrangente a resposta da rocha ou do maciço fraturado, considerando não apenas a resistência da rocha intacta, mas também a influência significativa das descontinuidades no comportamento mecânico do maciço (Hoek *et al.* 1995).

3.9 Estado de tensão

Para escavações subterrâneas são necessários estudos geotécnicos a fim de determinar tensões existentes na região. Desde aquelas tensões *in situ* no espaço até as induzidas no desenvolvimento, são essenciais para um planejamento eficiente dos trabalhos no subsolo. A partir destes dados, aspectos como geometria e localização da escavação, podem ser determinados para garantir melhores condições de segurança, aproveitamento técnico e maximização econômica (Stacey & Page, 1986).

Ao analisar a estabilidade da escavação subterrânea, é muito importante conhecer o estado de tensão experimentado pela rocha antes que o ambiente seja perturbado. Sabe-se que os estados de tensão ativa, chamados de estados de tensão *in situ*, existem mesmo em rochas não perturbadas. Este campo de tensões pode ser causado por uma variedade de circunstâncias. Os mais comuns são o peso das

formações rochosas sobrejacentes, as tensões causadas pelo confinamento a que as rochas estão frequentemente sujeitas e a história do maciço, incluindo ocorrências anteriores de sismos. (Goodman, 1989).

A importância de se ter um bom conhecimento do estado de tensão *in situ* do maciço decorre do fato de que tanto sua magnitude quanto sua orientação influenciam diretamente importantes análises relevantes como a análise de resistência, permeabilidade e deformação que podem ocorrer em determinadas condições. Os resultados são bem diferentes e com isso, quanto mais precisa for essa determinação do estado inicial, mais adequada será a análise da situação vivenciada em campo. No entanto, a determinação dessa condição de carregamento tem se mostrado difícil de realizar e interpretar e pode levar a resultados inconsistentes. Em uma aproximação, pode-se considerar as tensões verticais e horizontais existentes com sendo as tensões principais. A tensão vertical atuando em um ponto particular da rocha pode ser aproximada pela Equação (9):

$$\sigma_v = \gamma \cdot Z \quad (9)$$

Onde:

σ_v é a tensão vertical atuante no ponto analisado;

γ é o peso específico médio das camadas de rocha sobrejacentes ao ponto analisado;

Z é a profundidade do ponto analisado.

Já as tensões horizontais *in situ* atuantes no maciço rochoso são mais difíceis de estimar, sendo sua magnitude descrita em relação às tensões verticais. que atuam em um maciço rochoso são de difícil estimação e é relacionada pelo parâmetro k , conforme mostrado na equação (10).

$$\sigma_h = k \cdot \sigma_v = k \cdot \gamma \cdot Z \quad (10)$$

Onde:

σ_h é a tensão horizontal atuante no ponto analisado;

k é a razão entre as tensões horizontais e verticais que atuam no ponto analisado;

σ_v é a tensão vertical atuante no ponto analisado;

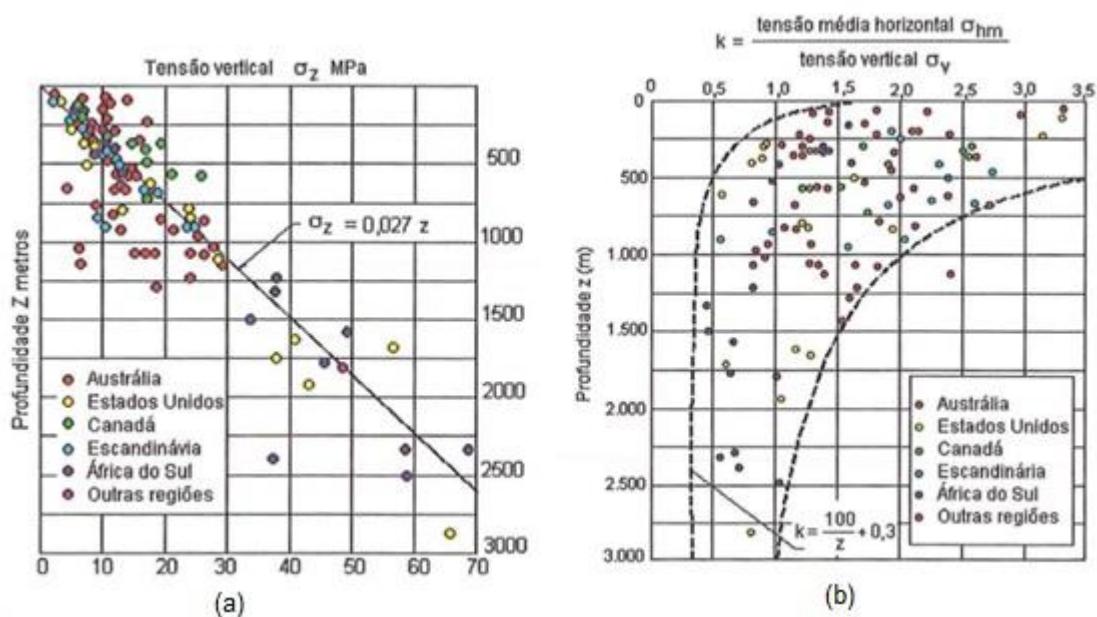
γ é o peso específico médio das camadas de rocha sobrejacentes ao ponto analisado;

Z é a profundidade do ponto analisado.

É importante ressaltar a possibilidade de que as tensões horizontais possam ter magnitudes distintas em cada direção principal, uma condição frequentemente observada em situações de campo. Nessas circunstâncias, ao invés de haver um único valor para o parâmetro k , surgiriam dois valores, k_1 e k_2 .

Na Figura 7 estão dispostos os gráficos de Hoek e Brown (1978) para análises de tensões verticais (a) e horizontais (b) para diferentes profundidades. Eles auxiliam na compreensão das relações entre tensões atuantes em diferentes direções dentro de um maciço rochoso, além de permitir a visualização das variações destas tensões em função da profundidade ou da geometria do maciço.

Figura 7 - Resultados das medições de tensão. (a) Tensões verticais em relação à profundidade. (b) Variação da razão entre a tensão horizontal média e a tensão vertical com a profundidade.

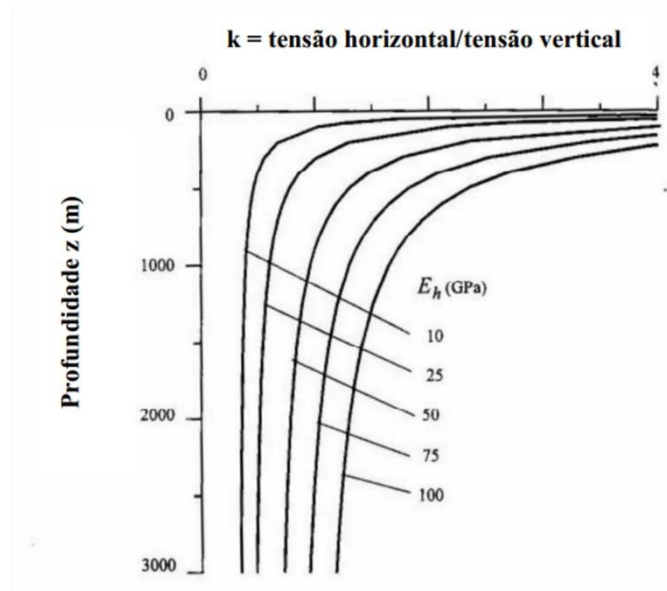


Fonte: (a) e (b) de Brown e Hoek, (1978).

Na Figura 8 é expresso o gráfico que mostra a variação do parâmetro k em função da profundidade e do módulo de deformabilidade. Ele permite visualizar como o k varia, indicando como a resistência da rocha se comporta em diferentes camadas geológicas. Além disso, mostra como essa variação se relaciona com o módulo de

deformabilidade, sendo fundamental para projetar escavações subterrâneas, pois a capacidade de suporte do terreno pode mudar significativamente com a profundidade e as características da rocha (Sheorey, 1994).

Figura 8 - Variação de k em função da profundidade e do módulo de deformabilidade.



Fonte: Sheorey (1994).

3.9.1 Tensão-deformação

Define-se por tensão-deformação a relação entre as tensões aplicadas e as deformações produzidas em um corpo, fazendo referência a variação do comportamento deste material e sua deformação durante o carregamento. Existe uma relação não linear entre a força aplicada e a deformação resultante do nível de tensão para as rochas, que resultam em modelos diferentes de curvas σ - ϵ para rochas distintas.

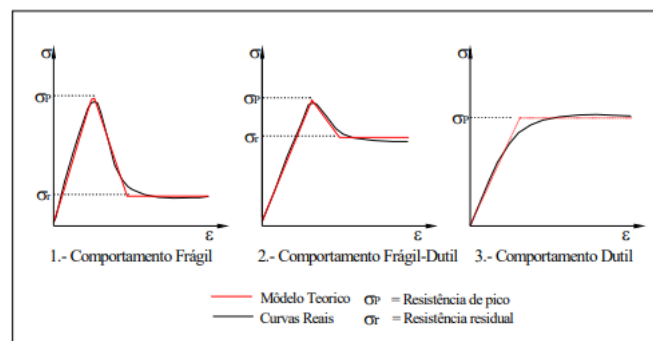
Vallejo (2002), Goodman (1989), Brady & Brown (1994), categorizam o comportamento das rochas, baseado no momento em que o carregamento aplicado extrapola a resistência de pico do material (a tensão máxima que a rocha pode suportar sob condições de carga especificadas), em:

- a) Comportamento Frágil:** a resistência da rocha é muito reduzida para valores próximos de zero (curva 1 da Figura 9). Esse comportamento é típico de rochas duras de alta resistência. A fratura frágil refere-se à perda quase instantânea da

resistência da rocha através de planos com pouca ou nenhuma deformação plástica.

- b) Comportamento Frágil-dútil:** há a diminuição do valor da resistência do material, logo após atingir um valor de deformação significativo (curva 2 da Figura 9). Neste caso se tem comportamento que demonstra as descontinuidades rochosas.
- c) Comportamento Dútil:** quando há uma resistência constante após grandes deformações (curva 3 da Figura 9).

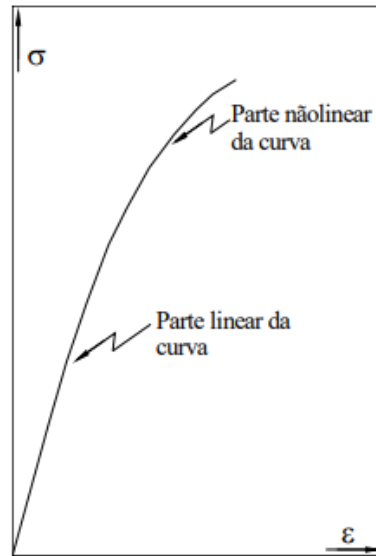
Figura 9 - Modelos de comportamento tensão-deformação.



Fonte: Vallejo (2002).

O comportamento de tensão/deformação predominante das rochas pode ser generalizado na forma de uma curva com uma zona quase linear de inclinação máxima que gradualmente diminui e se torna não linear à medida que a tensão aumenta e atinge um pico de resistência (Figura 10) (Farmer, 1968).

Figura 10 - Curva generalizada tensão-deformação para rochas.



Fonte: Farmer (1968).

Esta curva representa o comportamento da rocha quando submetida a ensaios de compressão uniaxial ou simples. Na região elástica (parte mais linear da curva), a deformação é proporcional à tensão, conforme a Equação (11):

$$E = \frac{\sigma_{axial}}{\epsilon_{axial}} \quad (11)$$

Onde E é a constante de proporcionalidade conhecida como módulo de *Young*, σ_{axial} é a tensão axial aplicada e ϵ_{axial} é a deformação axial, na mesma direção da força aplicada.

A curva representa a fase elástica da rocha, mas é difícil obter um valor satisfatório para o módulo de Young. Os módulos podem ser adquiridos de três formas:

- a) **Módulo Tangente (E_t)**, é a inclinação da curva tensão-deformação em uma percentagem constante, tipicamente 50% da resistência;
- b) **Módulo Médio (E_m)**, dado pela inclinação média da porção linear da curva tensão-deformação;
- c) **Módulo Secante (E_s)**, dado pela inclinação da linha que liga a origem da curva tensão-deformação e a resistência de pico.

Em áreas de deformação elástica, a deformação é restaurada e o material retorna à sua configuração original quando os esforços aplicados são removidos.

Além de uma certa deformação, as rochas atingem um ponto em que não conseguem mais manter o comportamento elástico e começam a produzir deformação dúctil ou plástica.

Tem-se ainda, para a curva tensão-deformação, um ponto no qual a rocha suporta deformações consideráveis antes de atingir o limite de resistência de escoamento, denominado ponto de escoamento e que possui como resistência o σ_y . Para rochas frágeis, os valores de σ_y e σ_p (tensão máxima que um material pode suportar antes da ruptura) são muito próximos e coincidentes, mas não é o caso de rochas que apresentam comportamento dúctil. A diferença entre ambos os valores é de grande importância quando se estuda o comportamento de algumas rochas. Isso indica a capacidade das rochas de continuar a suportar cargas após ultrapassar o limite elástico antes de atingir deformações inaceitáveis (Vallejo (2002), Jumikis *et al.* (1983)).

3.9.2 Tipos de deformações

3.9.2.1 Comportamento elástico: eles não são permanentes. Ou seja, deformação que desaparece quando a tensão aplicada é removida. Em outras palavras, a deformação elástica é reversível e resulta da ação de forças conservativas. Se a deformação for reversível, mas dependente do tempo, ela é chamada de viscoelástica.

3.9.2.2 Comportamento elástico: são permanentes, assim, permanecem após a tensão aplicada ser retirada. Deformações plásticas são irreversíveis, sendo acompanhadas por deslocamentos atômicos permanentes.

3.9.2.3 Comportamento elasto-plástico: é definido pela decomposição da deformação em partes elásticas e plásticas.

3.10 Modelagem numérica

A modelagem numérica consiste em uma análise matemática que gera uma segmentação de um meio contínuo em pequenos elementos, sem alterar suas propriedades iniciais e avaliar cada parte (Lotti *et al.*, 2006).

Ela é feita por meio de três princípios básicos, sendo o pré-processamento, que serve para preparação das condições iniciais e de contorno; o processamento

que é quando se realiza a execução do modelo; e por fim, o pós-processamento, que é onde ocorre a preparação dos campos de saída para visualização (Cavalcante, 2016).

Esse tipo de processamento é produzido a fim de realizar simulações construtivas além de possibilitar modelos construtivos que reproduzam os comportamentos dos variados tipos de constituintes presentes no maciço do solo (Lima, 2002).

Suas aplicações podem ser qualitativas, ou seja, a visualização do modelo usando projeções geométricas, e quantitativas, que são cálculos dos volumes e geração dos mapas (Felgueiras *et al.*, 2001).

No que se refere à última, o uso do Modelo dos Elementos Finitos (MEF) permite a determinação dos estados de tensão e deformação de um corpo de geometria arbitrária que pode estar sujeita a ações externas (Azevedo, 2003).

3.10.1 Modelamento matemático

O Método de Elementos Finitos (MEF) pode ser definido como um processo de discretização, com o objetivo de alterar um problema contínuo (com infinitos graus de liberdade) em um número finito de graus de liberdade (ou discreto). Divide-se um domínio em diversas regiões que estão interconectadas por pontos nodais, sendo que cada elemento tem um número intrínseco de pontos nodais. O agrupamento dos elementos finitos manipulado na discretização possui o domínio de “malha de elementos finitos” (Rade, 2011).

Segundo Zienkiewicz *et. al* (1983), Bettles (1977) e Cheng (1996) *apud* Nikolic *et al.* (2016), as principais vantagens da aplicação do MEF são as possibilidades de utilizar malhas irregulares considerando materiais heterogêneos, o que possibilita a união de materiais distintos com volumes determinados.

3.11 Software RS²

O aplicativo RS², *Rock and Soil 2-Dimension Analysis Program* é um programa para análise em 2D de elementos finitos de estruturas geotécnicas aplicável para ambos rocha e solo.

Pode ser utilizado, seja para projetos de engenharia de minas ou civil, permitindo analisar a deformação, estabilidade, *design* de apoio e simular escavações, tanto subterrâneas quanto a céu aberto. Possui ferramentas de estudo sobre fluxo de águas subterrâneas, que permite examinar condições estacionárias e transientes de barragens, aterros, taludes, tuneis e escavações.

Sua aplicação no uso do método de elementos finitos resume-se em subdividir regiões complexas, sem gerar perda de suas características, permitindo a redução de variáveis desconhecidas em um número limitado de elementos com comportamento bem definido, além de determinar o número de nós de cada elemento e o número de repetições matemáticas máximas a fim de se obter um melhor resultado (Lotti *et al.*, 2006).

No que se refere as análises elásticas, o aplicativo age de forma a distribuir as tensões do problema permitindo que os elementos gerados resistam aos esforços exercidos sobre eles, sem que haja redistribuição de tensões ao atingir a resistência de pico. No tocante ao modelo elasto-plástico, as tensões são redistribuídas aos elementos adjacentes, assim que atingida a resistência de pico. Nos elementos que passaram pelo processo de plastificação, suas resistências residuais são mobilizadas.

As tensões *in situ* podem ser definidas como constantes ou gravitacionais, sendo permitida a utilização de diversos critérios de resistência do maciço rochoso. Além disso, o *software* dispõe de ferramentas em que é possível a inserção de descontinuidades e estruturas de suporte, como tirantes e revestimentos.

O *software* permeia pelos diversos estágios do problema, permitindo assim, a análise destas etapas pelo usuário, e não apenas o resultado final, resultado este, que é disponibilizado na forma de componentes de tensões, deslocamentos, fatores de segurança, trajetórias de tensões, vetores de deslocamentos, configuração deformada, elementos plastificados, entre outros.

4 METODOLOGIA

A metodologia empregada decorre a partir da análise de tensões geradas a partir da exploração e posterior enchimento dos realces de uma mina por meio do modelamento matemático, e para tanto fez-se uso do software RS² da Rocscience. Os dados empregados são de uma empresa de mineração que opera pelo método de lavra *Cut and Fill*.

Com os dados disponibilizados pela empresa fez-se a entrada do modelo no software. Dentre estes dados foi estabelecido o valor de $k=1$, ou seja, a tensão horizontal é igual a tensão vertical nesse contexto. Além disso, o material foi considerado como isotrópico, isto é, sem direções preferenciais para suas propriedades.

Com as dimensões dos realces pré-definidas, construiu-se uma seção bidimensional para realizar essas análises (Figura 11) e foram determinados os campos de tensões induzidas no maciço em decorrência do sequenciamento de lavra e a alteração de enchimentos empregados. Para cada cenário foram estabelecidos σ_1 , σ_3 , Fator de segurança (FS), Deslocamento total e Vetores de deslocamento, em que:

σ_1 (Sigma 1) = tensão principal maior.

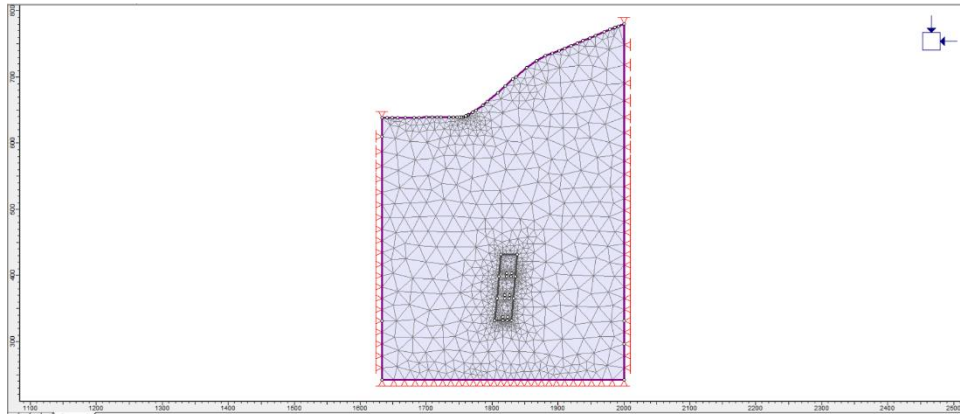
σ_3 (Sigma 3) = tensão principal menor.

FS (Fator de segurança) = razão entre a resistência da rocha e a solicitação.

Deslocamento total = medida do movimento da rocha circundante devido à perturbação causada pela criação da escavação.

Vetores de deslocamento = utilizados para representar a magnitude e a direção das deformações e deslocamentos que ocorrem no maciço rochoso devido à escavação.

Figura 11 – Seção bidimensional para análises de tensões através do modelamento matemático.



O modelamento matemático no software foi elaborado visando a comparação de 2 cenários, que foram projetados para uma análise quanto ao comportamento do maciço frente ao tipo de enchimento aplicado e assim compreender como estes cenários podem influenciar na estabilidade do realce explotado e dos demais realces presentes na zona interna de influência da escavação. Estes cenários se subdividem em 3 para análises individuais de cada realce explotado e enchimento aplicado. Em ambos os cenários as dimensões dos realces foram mantidas padronizadas com 33 m de altura e 25 m de comprimento e seguem um sequenciamento ascendente, em que para o cenário 1 é aplicado um enchimento do tipo *Paste fill* e no cenário 2 um enchimento hidráulico. A Tabela 3 mostra as propriedades para cada tipo de enchimento, sendo estes dados disponibilizados pela empresa.

Tabela 3 - Propriedades dos enchimentos.

PROPRIEDADES	MATERIAL	
	<i>Paste fill</i>	Hidráulico
Peso específico (MN/m ³)	0,027	0,024
Tipo de elasticidade	Isotrópico	Isotrópico
Módulo de Young (MPa)	250	100
Coeficiente de Poisson	0,25	0,3
Critério de resistência	Mohr-Coulomb	Mohr-Coulomb
Resistência a tração (MPa)	0	0
Ângulo de atrito (graus)	30	25
Coesão (MPa)	0,1	0
Tipo de material	Elástico	Elástico
Valor Ru	0	0

Para o modelamento os parâmetros de resistência da rocha imputados no programa estão apresentados na Tabela 4, em que a análise feita é sobre um depósito de sulfeto maciço vulcanogênico (VHMS), estilo Kuroko (associado a vulcanismo félsico). Informações referentes a encaixante não foram fornecidas, não sendo incorporadas neste estudo.

Já como critério de resistência foi aplicado o critério de Hoek-Brown generalizado, isso por este considerar um comportamento isotrópico para o maciço rochoso e permitir o trabalho em uma escala maior. Ademais, as análises foram executadas em regime puramente elástico.

Tabela 4 – Parâmetros de resistência do sulfeto maciço vulcanogênico em análise.

Parâmetros	Valor
Peso específico (MN/m ³)	0,027
Módulo de Young (MPa)	6310
Coeficiente de Poisson	0,15
Resistência à Compressão Uniaxial (MPa)	141
Parâmetro mb (Pico)	3,452
Parâmetro s (Pico)	0,0016
Parâmetro a (Pico)	0,51

Definidos os cenários fez-se um modelamento matemático em análise elástica de tensão-deformação do maciço. Para todos os cenários foram avaliadas

as distribuições de σ_1 , σ_3 , FS, deslocamento total e os vetores de deslocamento em que para valores positivos de σ_1 e σ_3 há a presença de esforços de compressão, enquanto os valores negativos representam esforços de tração. Já para avaliar o fator de segurança, foram estabelecidos que, para valores de $FS < 1$, a resistência do maciço é menor do que a tensão nele induzida, ocorrendo assim a ruptura, e para valores de $FS > 1$ o maciço é mais resistente do que as tensões sobre ele, o que indica condições favoráveis para estabilidade deste.

5 RESULTADOS E DISCUSSÕES

A ruptura de escavações em rochas resistentes está ligada a fatores como às tensões *in situ*, as características do maciço rochoso, a resistência da rocha, as zonas de fraturas e as dimensões das escavações. Quando há uma baixa magnitude nas extensões do maciço *in situ*, as descontinuidades e a distribuição de fraturas no maciço controlam o processo de ruptura. No entanto, quando há um aumento da magnitude destas, as fraturas paralelas à escavação dominam o processo, especialmente em maiores profundidades. O aumento das tensões principais gera zonas de tração que estreitam para a formação de mais fraturas, aumentando o risco de ruptura do maciço.

Neste modelo, a distribuição das descontinuidades foi assumida como homogênea e isotrópica, sem presença de um plano preferencial, resultando em sua influência exclusiva no critério de resistência, sem condicionar diretamente o mecanismo de ruptura.

As Figuras Figura 12 e Figura 13 apresentam o modelo de tensões antes da exploração dos realces e posterior enchimento, ou seja, a condição *in situ* do maciço.

Neste modelo σ_1 apresenta valores de 6,00 MPa a 11,40 MPa, aproximadamente e σ_3 possui apenas valores positivos (5,85 MPa a 9,75 MPa), não apresentando zonas de tração no maciço em seu estado *in situ*. As tensões apresentaram valores baixos pois foi considerado apenas a força peso da rocha.

Figura 12 – Distribuição de σ_1 *in situ* do maciço.

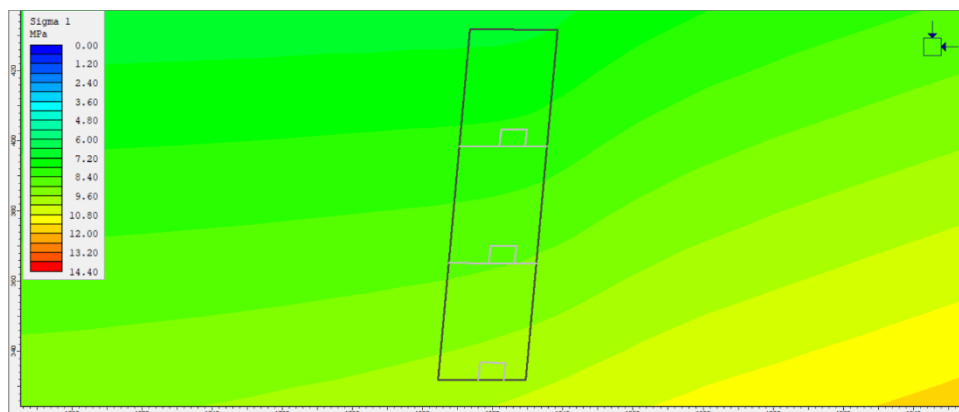
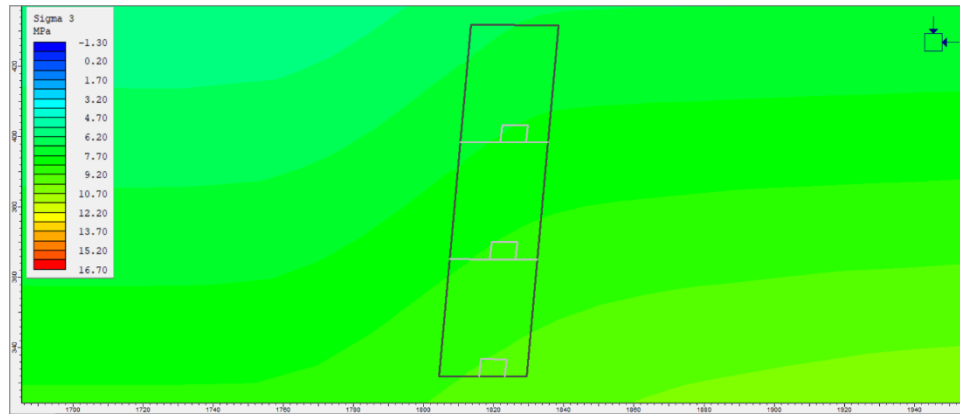


Figura 13 – Distribuição de σ_3 *in situ* do maciço.

5.1 Cenário 1

5.1.1 Cenário 1.1

Na primeira parte do cenário 1.1, em que se extrai o primeiro realce, ocorreu a redistribuição das tensões como mostrado na Figura 14, neste modelo σ_1 apresenta valores entre 7,00 e 23,00 MPa. Os maiores valores de tensão encontram-se nos vértices inferiores e superiores dos realces. Neste ponto não houve uma expansão significativa desta zona de tensão.

O σ_3 apresenta um estado de tensão de compressão no entorno da escavação com valores mínimos de 0,20 MPA, a Figura 15 mostra em detalhe os pontos de acúmulo de tensão. É importante destacar que essas regiões com baixas tensões podem levar ao tracionamento do maciço.

O fator de segurança apresentou valores acima de 1 no entorno da escavação, demonstrando que a resistência da rocha é maior do que as tensões nela exercidas (Figura 16).

Figura 14 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce escavado.

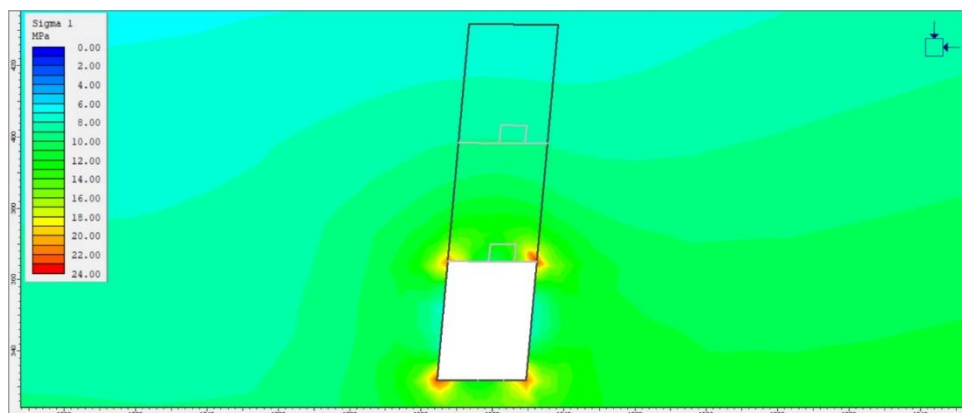


Figura 15 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce escavado

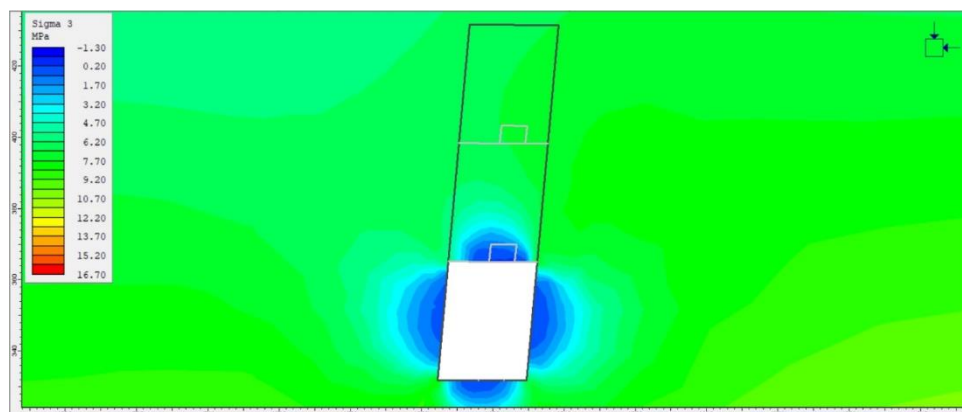
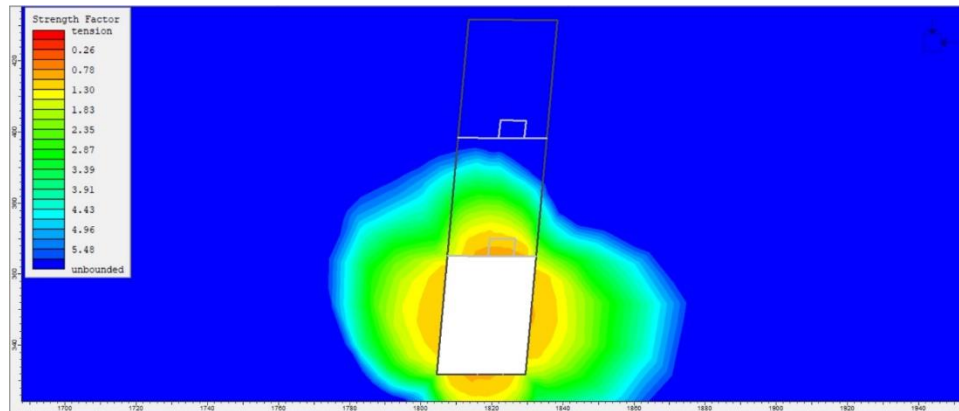


Figura 16 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce escavado.



O deslocamento total desta etapa demonstrou valores que podem gerar alguns impactos, em que estes variaram entre 0,003 e 0,069 m. Este último está concentrado na lateral direita do realce escavado, como visto na Figura 17. Isto ocorre pelo nível de tensões localizados à direita dos realces, uma vez que a maior presença de tensões acarretará em uma maior deformação. Da mesma forma isso é visto através dos vetores de deslocamento, que também se concentram nessa região lateral do realce (Figura 18).

Figura 17 – Distribuição do deslocamento total em torno do maciço e realce escavado.

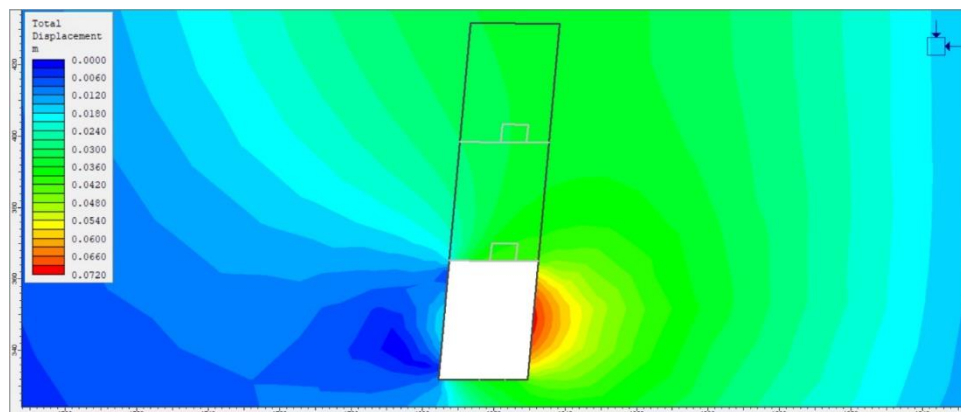
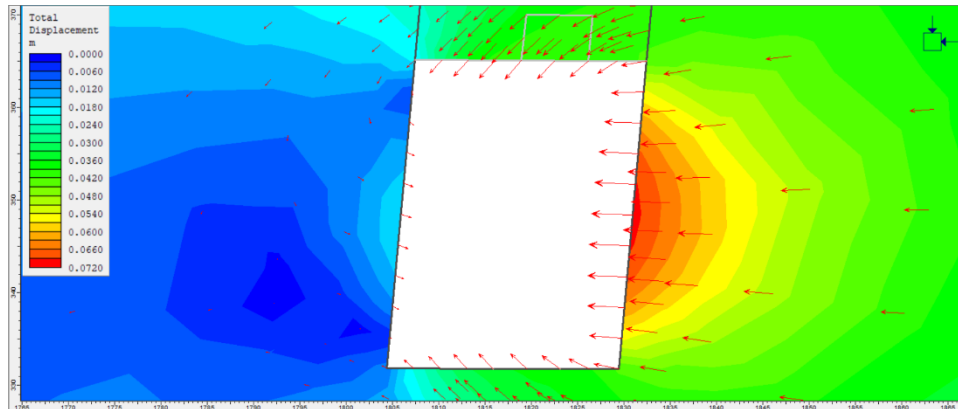


Figura 18 – Vetores de deslocamento em torno do realce escavado.



Quando aplicado o *Paste fill* como enchimento do realce, as tensões se redistribuem de forma que os valores de σ_1 variam entre 8,10 e 20,70 MPa (Figura 19), demonstrando que os acúmulos de tensão se apresentam amenos quando comparados com a etapa anterior. Já o σ_3 possui tensões redistribuídas e os valores mínimos permanecem em torno de 0,20 MPa, sendo concentrados no teto do realce, como visto na Figura 20. Essa região onde as tensões se aproximam de zero é motivo de preocupação, pois pode resultar em tração no maciço rochoso.

A distribuição do fator de segurança para esta etapa não demonstrou alterações, o enchimento proporcionou uma boa resistência com a redistribuição das tensões exercidas sobre ele, uma vez que o $FS > 1$ por todo entorno do realce nesta fase (Figura 21).

Figura 19 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce preenchido com *Paste fill*.

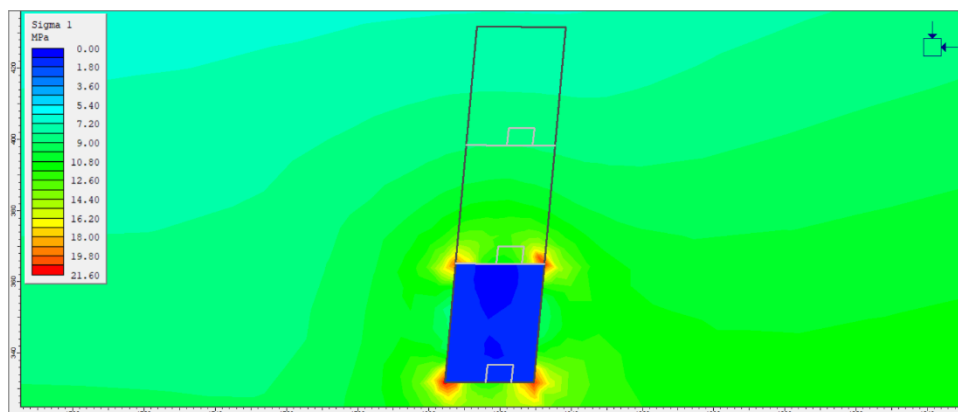


Figura 20 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce preenchido com *Paste fill* em detalhe.

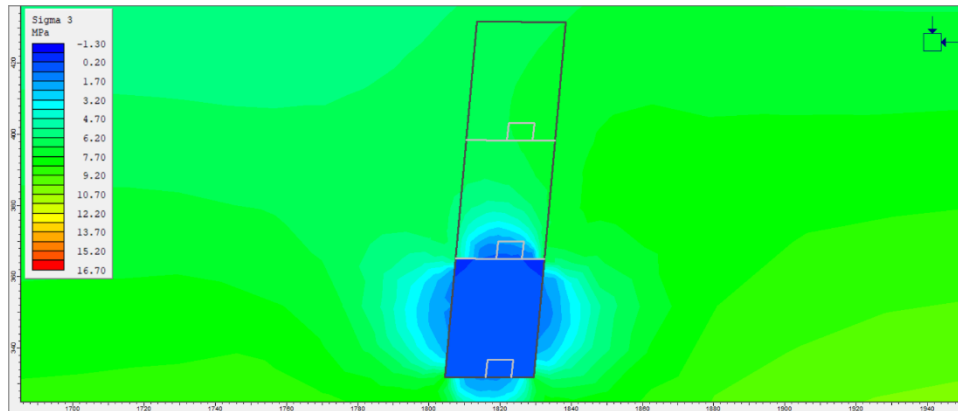
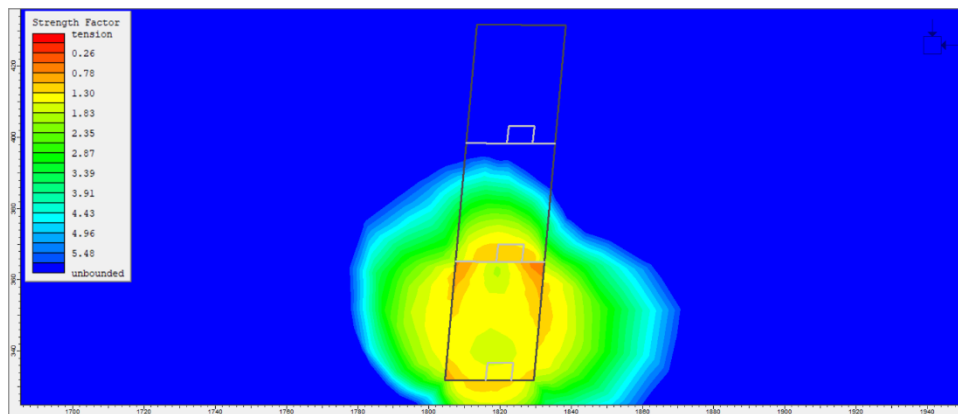


Figura 21 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce preenchido com *Paste fill*.



O deslocamento total apresentou valores com grandeza entre 0,003 e 0,063 m, semelhante a etapa anterior. Este último se concentra na lateral direita do realce escavado, como visto na Figura 22. Isto também é demonstrado nos vetores de deslocamento, que estão concentrados na lateral direita do realce (Figura 23).

Figura 22 – Distribuição do deslocamento total em torno do maciço e realce escavado.

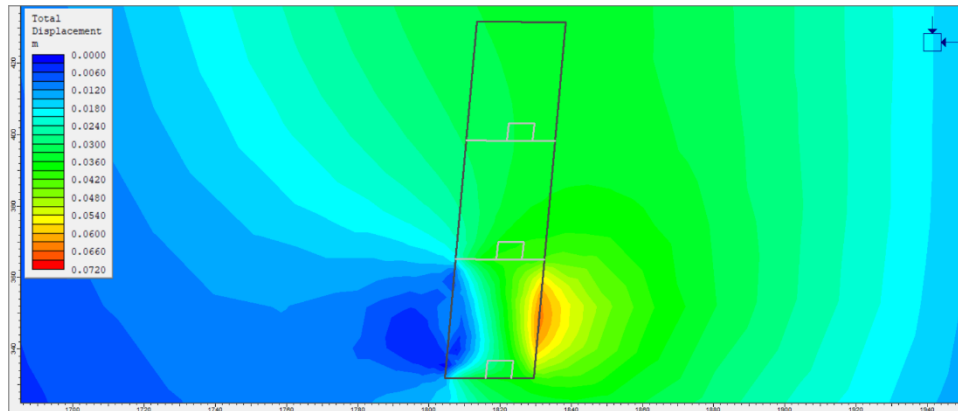
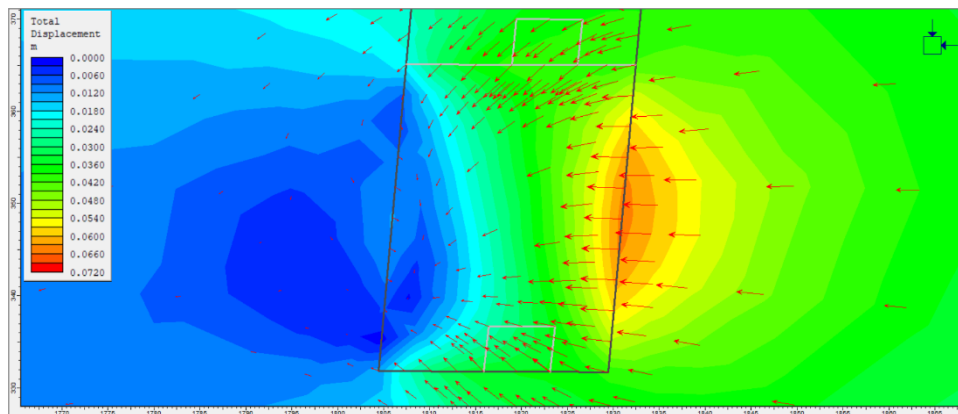


Figura 23 – Vetores de deslocamento em torno do realce preenchido com *Paste fill*.



5.1.2 Cenário 1.2

Com o primeiro realce preenchido fez-se o avanço para o nível superior, escavando o segundo realce. Nesta fase os valores de σ_1 no entorno do realce escavado variam entre 1,50 e 28,50 MPa (Figura 24), sendo que o menor valor está concentrado em toda extensão do enchimento aplicado no primeiro realce e os maiores valores se prologando por cerca de 5 m nos vértices do teto do realce 2 e piso do realce 1.

Já para σ_3 permanecem esforços de compressão do realce 2 (Figura 25). O FS não apresentou grandes impactos, demonstrando que o maciço apresentou maior resistência em algumas áreas do entorno, mas observou-se que a escavação compromete a região central do piso, onde o *Paste fill* foi aplicado no realce 1. Na Figura 26, nota-se a área em que o valor observado para o FS é menor do que 1,0.

Como não houve grandes impactos quanto ao deslocamento total e os vetores de deslocamento nesta fase, este fator será analisado ao fim do cenário 1.

Figura 24 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce escavado.

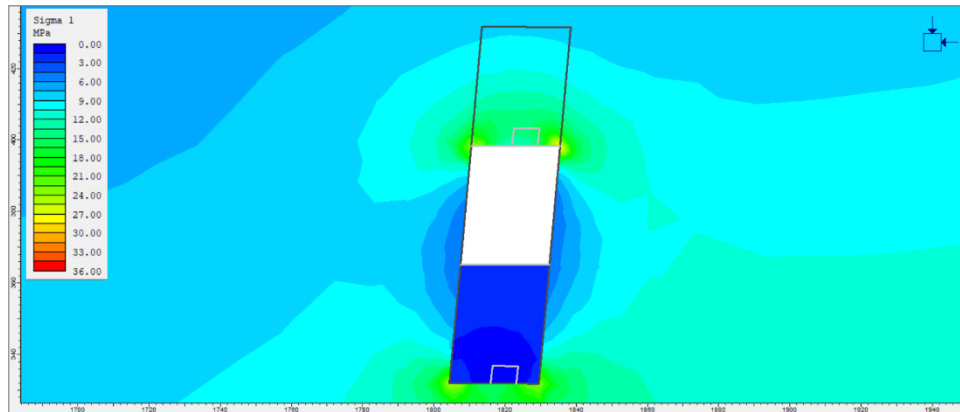


Figura 25 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce escavado em detalhe.

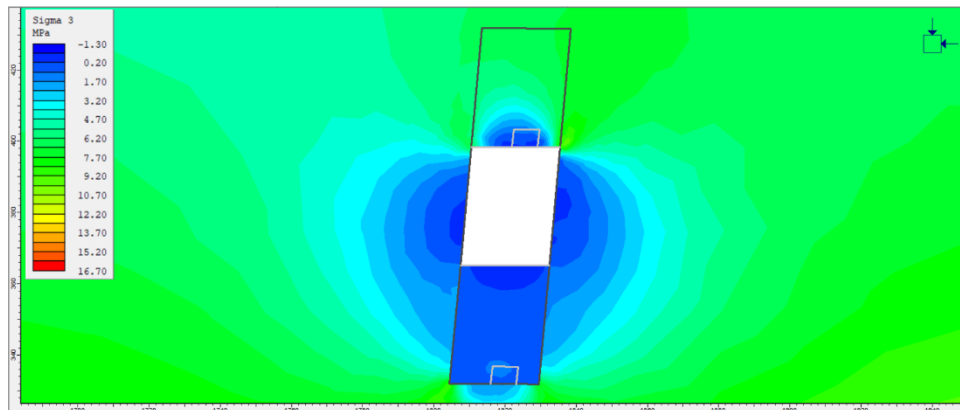
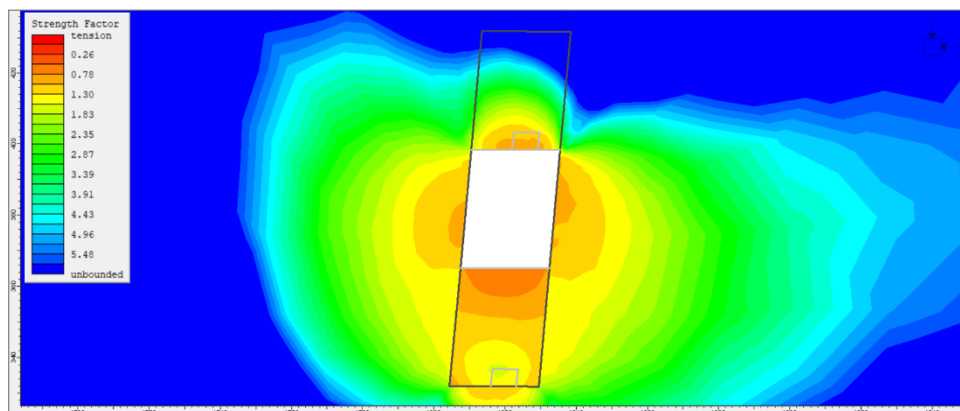


Figura 26 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce escavado.



Posteriormente, ainda neste cenário, ocorreu o enchimento do segundo realce. As mudanças para a redistribuição das tensões quando comparado com a etapa anterior encontram-se no decaimento das tensões exercidas para σ_1 onde estas variaram de 1,50 a 24,00 MPa (Figura 27), já o σ_3 não apresentou alterações, permanecendo os valores mínimos de 0,20 MPa e a presença de zonas de compressão que são demonstrados na Figura 28.

No entorno do realce 2, o fator de segurança apresenta valores maiores que 1 nas laterais do realce preenchido (Figura 29). Isto demonstra uma maior estabilidade do maciço rochoso à medida que o material aplicado como enchimento aumenta sua área de atuação.

Figura 27 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce preenchido com *Paste fill*.

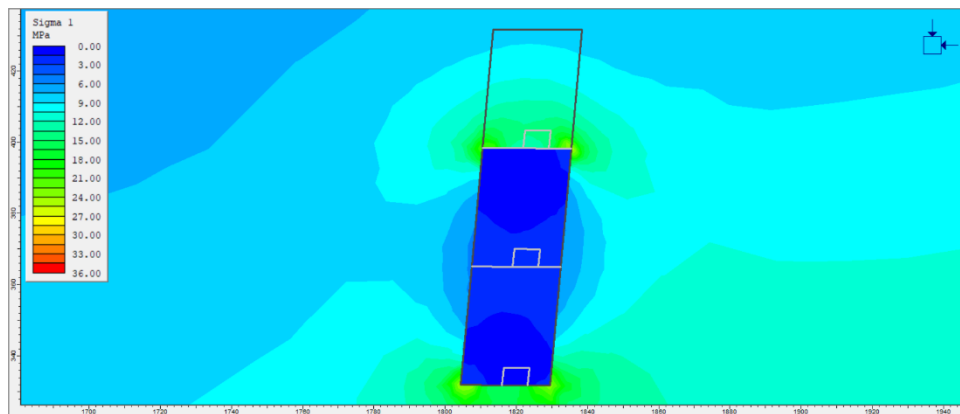


Figura 28 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce preenchido com *Paste fill* em detalhe.

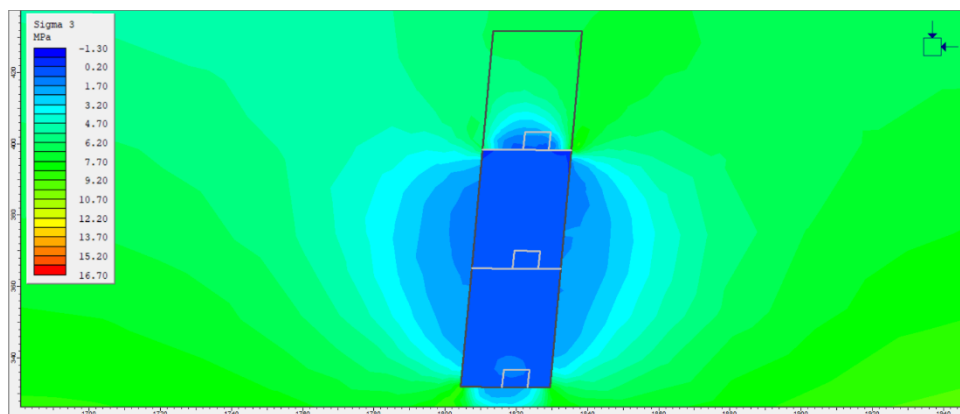
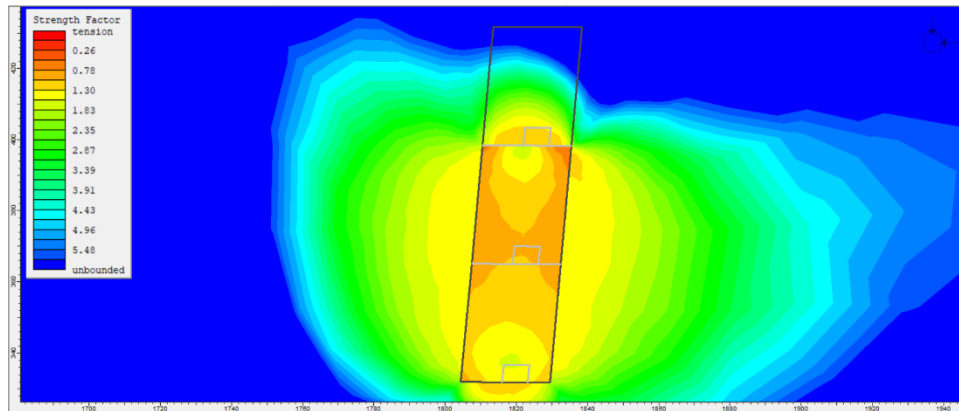


Figura 29 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce preenchido com *Paste fill* em detalhe.



5.1.3 Cenário 1.3

Este cenário apresentou valores de σ_1 de 1,50 a 24,00 MPa, os menores valores se destacam no piso do realce 3, compreendendo todo enchimento aplicado nos realces 1 e 2, já os valores maiores permanecem nos vértices dos realces e se propagam por uma área de 4 m² (Figura 30).

Este cenário também não apresentou zonas de tração, os valores encontrados para σ_3 estão apresentados na Figura 31. Além disso, o FS se assemelha ao do cenário anterior em que o piso apresenta uma baixa estabilidade, nesta etapa o enchimento pode vir a sofrer apenas deformações mas em algum ponto isso pode levar ao rompimento da escavação sobre o realce preenchido na extensão de 7 m (Figura 32).

Figura 30 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce escavado.

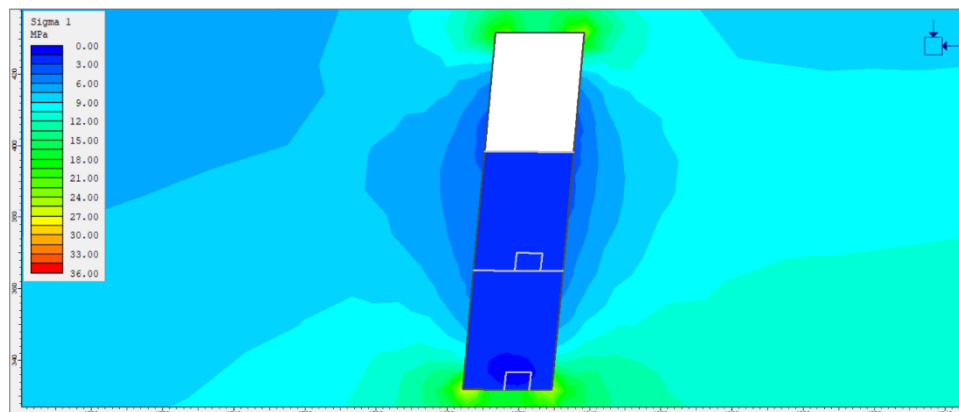


Figura 31 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce escavado.

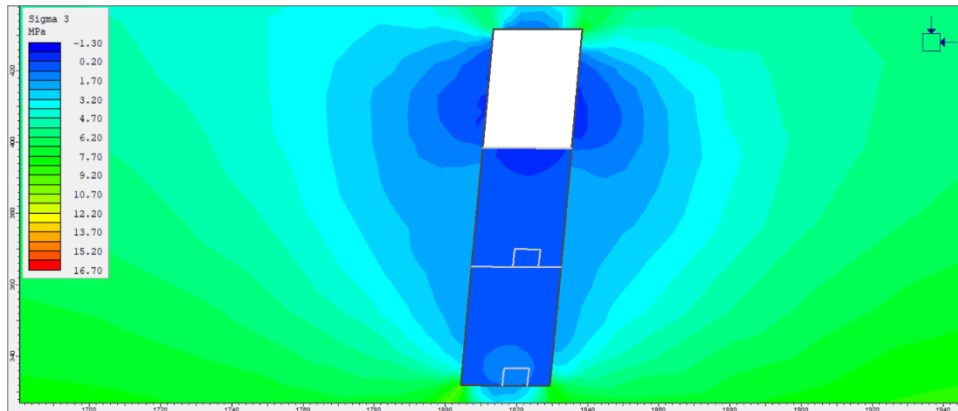
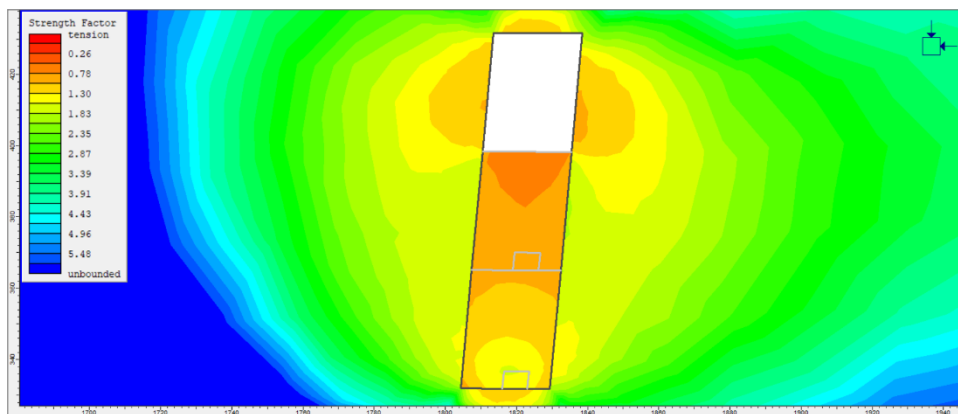


Figura 32 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce escavado.



Aplicando o enchimento no realce 3 obteve-se valores para σ_1 de 1,50 a 21,00 MPa, em que a área de influência, onde encontram-se os valores mais altos, permanecem nos vértices do teto do realce 3 e piso do realce 1 (Figura 33). Já os valores para σ_3 permanecem sem alteração como mostrado na Figura 34, demonstrando não haver presença de zonas de tração mas apontando que valores tão baixos merecem uma atenção maior a fim de se evitar.

O fator de segurança se manteve maior que 1 por todo contorno do realce (Figura 35), mas em alguns pontos do enchimento este valor encontra-se abaixo do limite, como mostrado em detalhes na Figura 36.

Figura 33 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce preenchido com *Paste fill*.

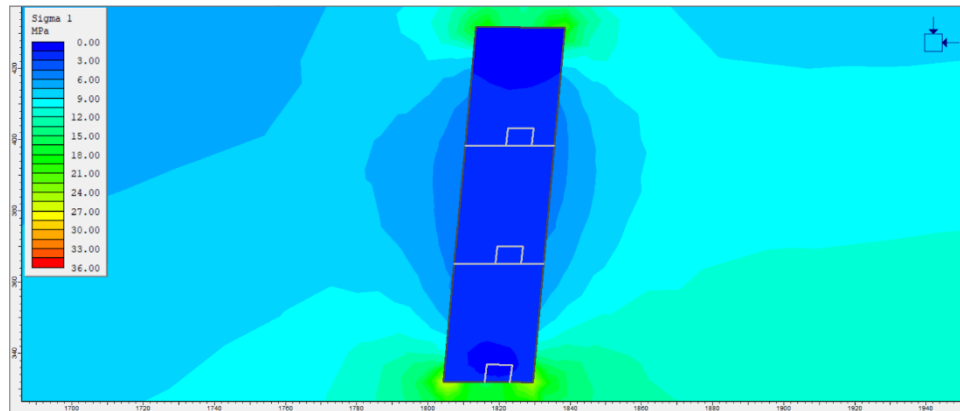


Figura 34 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce preenchido com *Paste fill*.

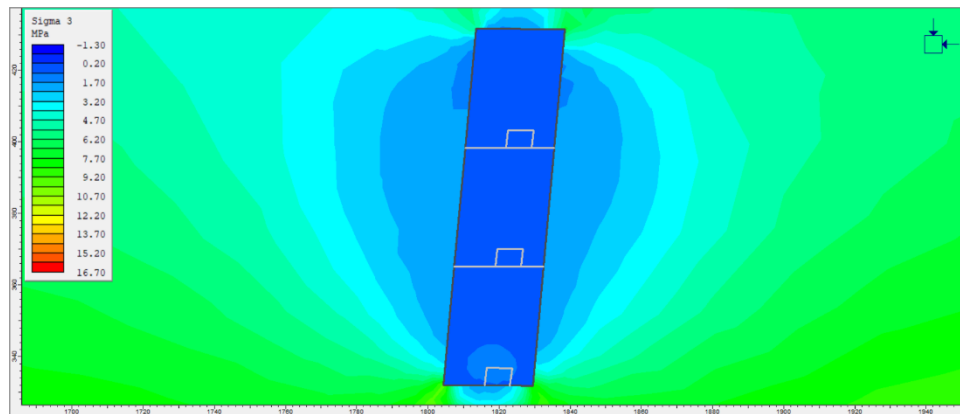


Figura 35 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce preenchido com *Paste fill*.

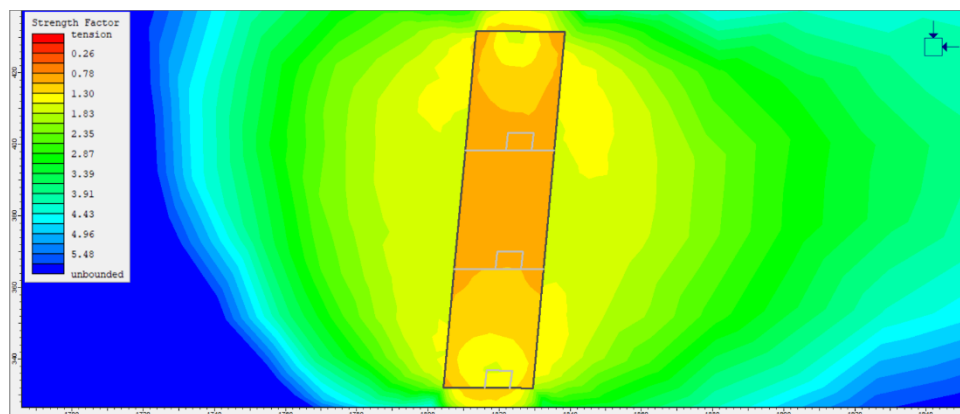
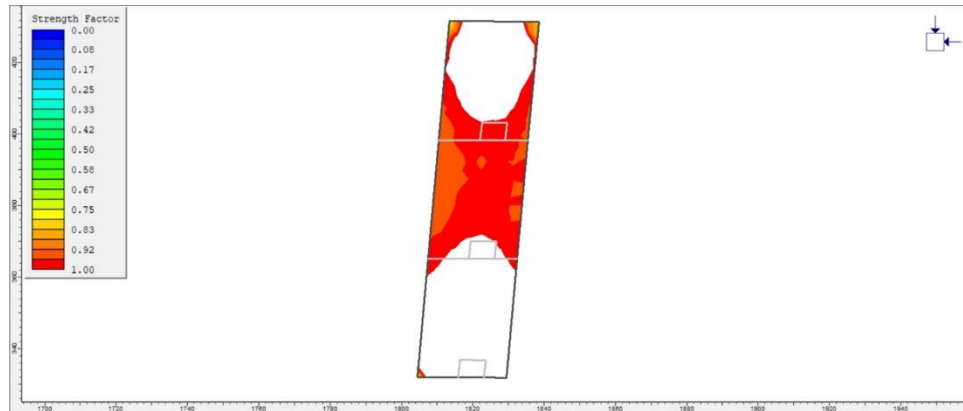


Figura 36 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce preenchido com *Paste fill*, em detalhe.



Neste ponto a área de deslocamento se propagou, concentrando os maiores valores na lateral direita do segundo realce, como visto pela coloração mais quente na Figura 37. Os vetores também estão concentrados nesta área dos realces como visto na Figura 38.

Figura 37 – Distribuição do deslocamento total em torno do maciço e realce preenchido com *Paste fill*.

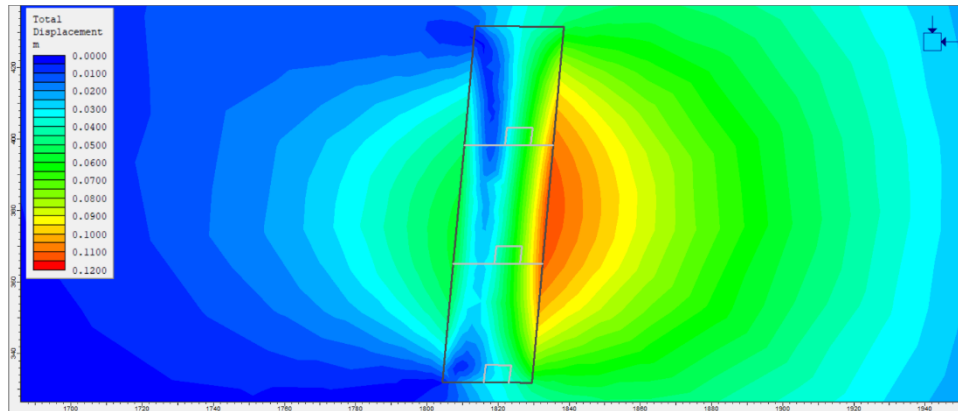
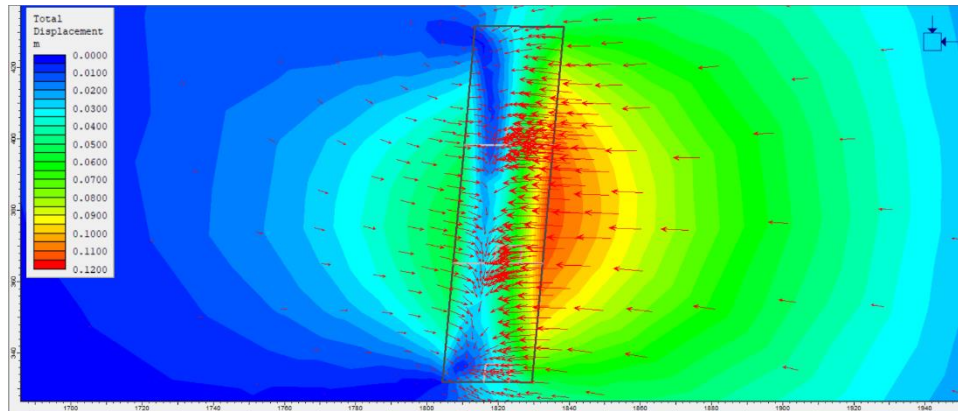


Figura 38 – Vetores de deslocamento em torno do realce preenchido com *Paste fill*.



5.2 Cenário 2

5.2.1 Cenário 2.1

Para este cenário não é necessária uma primeira análise do realce 1 escavado, então inicialmente ocorre a avaliação já com o enchimento hidráulico preenchendo o primeiro realce (Figura 39).

Neste cenário os valores de σ_1 variam entre 0 e 21,85 MPa, com os maiores valores concentrados nos vértices superiores e inferiores do primeiro realce. Já a ordem de grandeza de σ_3 se assemelha ao cenário 1.1, em que os valores mínimos encontrados foram de 0,20 MPa (Figura 40). O FS deste cenário apresentou zonas de fraqueza nas áreas do teto que podem ser ocasionadas por forças de cisalhamento, que o maciço exerce sobre o enchimento, ou pelo baixo valor de σ_3 sinalizando a presença de zonas de tração. Isto é visto pela coloração laranja na Figura 41.

Figura 39 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce preenchido com enchimento hidráulico.

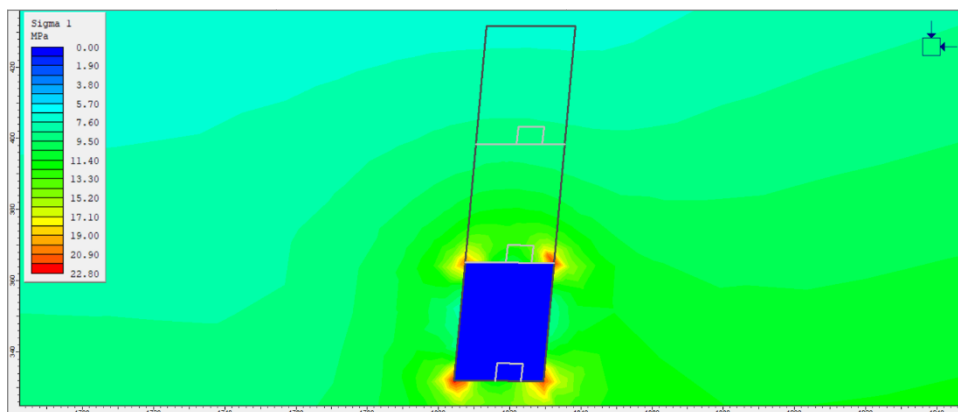


Figura 40 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce preenchido com enchimento hidráulico.

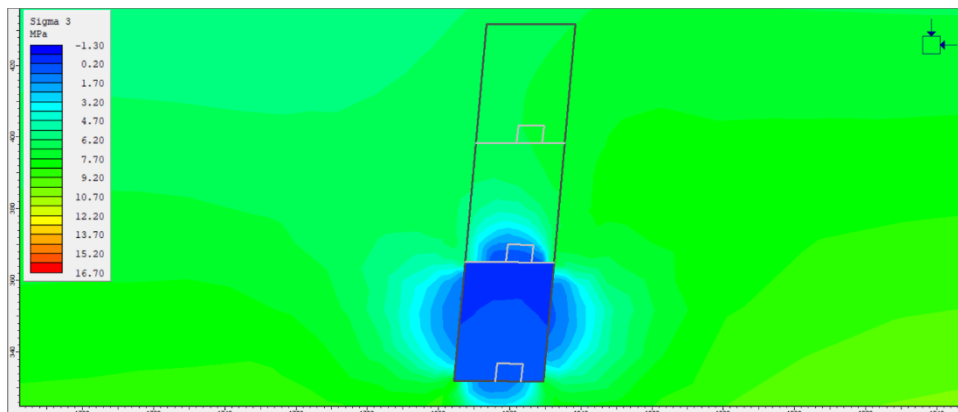
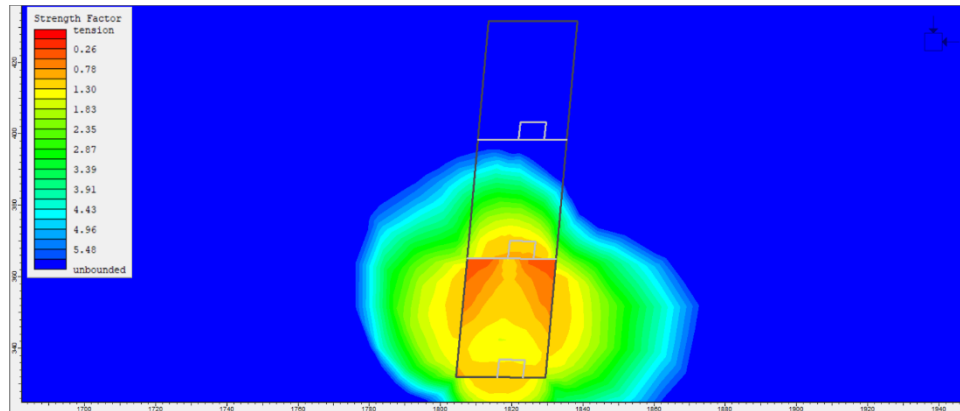


Figura 41 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce preenchido com enchimento hidráulico.



A área de deslocamento se assemelha muito com a do cenário 1.1, com os valores entre 0,003 e 0,066 m e sua maior atuação também se concentra do lado direito do realce como visto na Figura 42, da mesma forma os vetores de deslocamento encontram-se nesta zona como visto na Figura 43.

Figura 42 – Distribuição do deslocamento total em torno do maciço e realce preenchido com enchimento hidráulico.

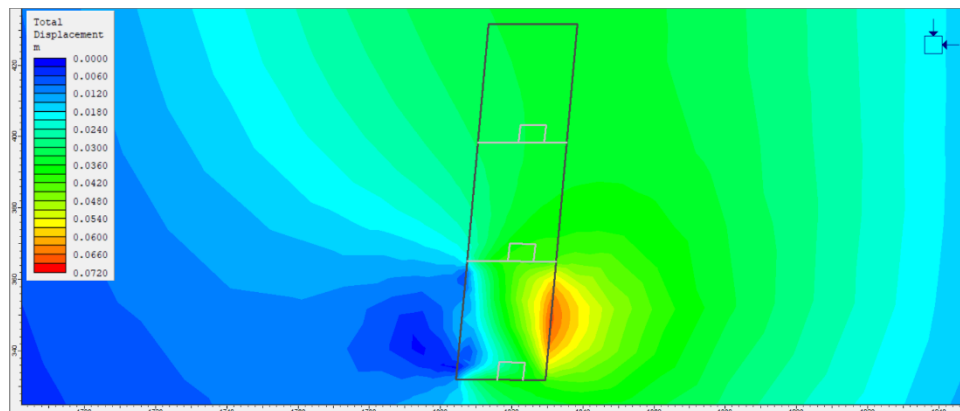
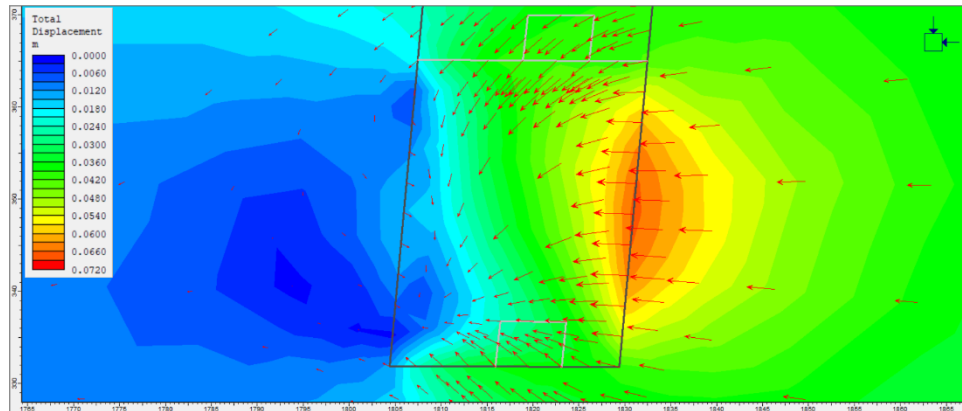


Figura 43 – Vetores de deslocamento em torno do realce preenchido com enchimento hidráulico.



5.2.2 Cenário 2.2

Com a exploração do realce 2 os valores para σ_1 sofreram uma mudança maior, variando de 0 a 28,50 MPa (Figura 44). Com relação a σ_3 este permaneceu com valores positivos mínimos de 0,20 MPa atuando sobre o realce escavado como visto na Figura 45.

O fator de segurança apresenta valores críticos em quase todo entorno da escavação (Figura 46) isto indica grandes esforços sobre o realce preenchido conforme ocorre a exploração do realce acima deste.

Figura 44 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce escavado.

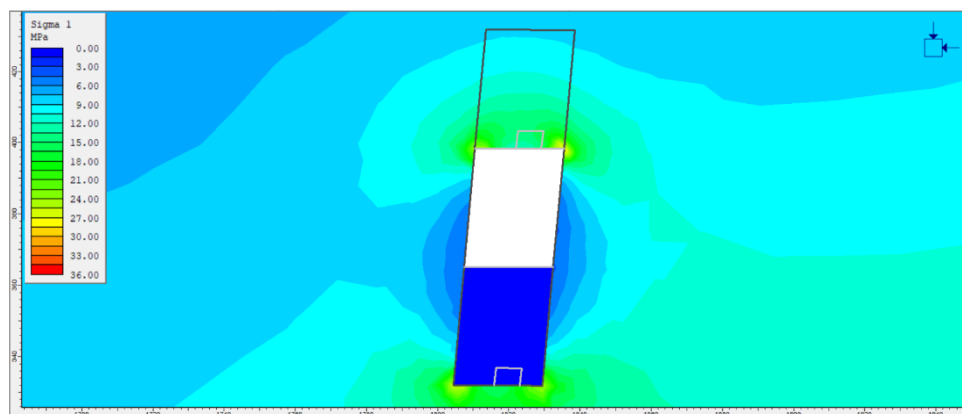


Figura 45 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce escavado em detalhe.

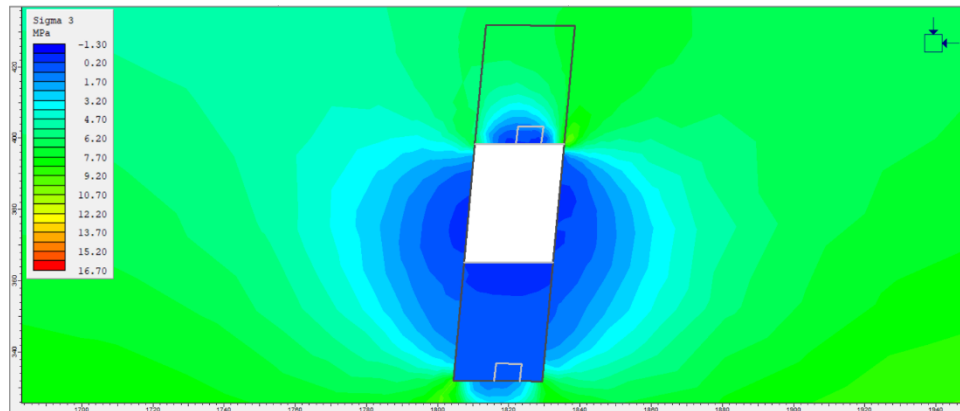
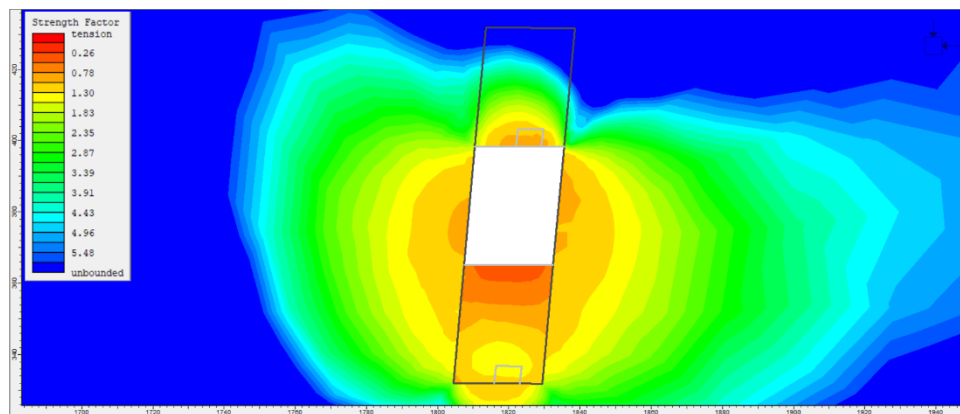


Figura 46 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce escavado.



Ao aplicar o enchimento hidráulico no realce 2 as tensões obtidas variaram de 0 a 27,00 MPa para σ_1 , e o maior valor está concentrado na região do vértice superior direito, com sua área de atuação se estendendo por 2 m² (Figura 47), sendo este acima do valor encontrado no cenário 1.2 com o *Paste fill* aplicado. Para análise do σ_3 , os valores positivos demonstram haver apenas a presença de zonas de compressão, como ocorrido anteriormente (Figura 48).

O FS encontrado nesta fase se mostrou bem crítico nas áreas atuantes do enchimento e no teto do realce 2, o que indica que os esforços solicitados são maiores que a resistência destes. Isso pode ser observado nas Figura 49, pela coloração laranja tendendo ao vermelho.

Figura 47 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce preenchido com enchimento hidráulico.

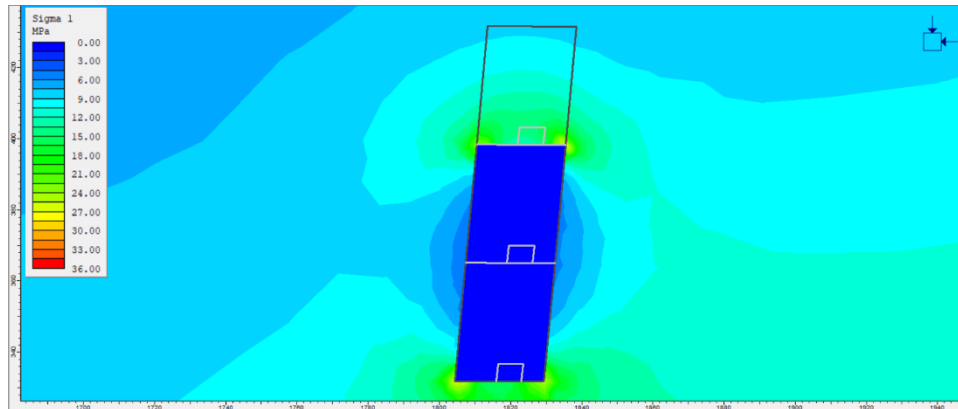


Figura 48 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce preenchido com enchimento hidráulico.

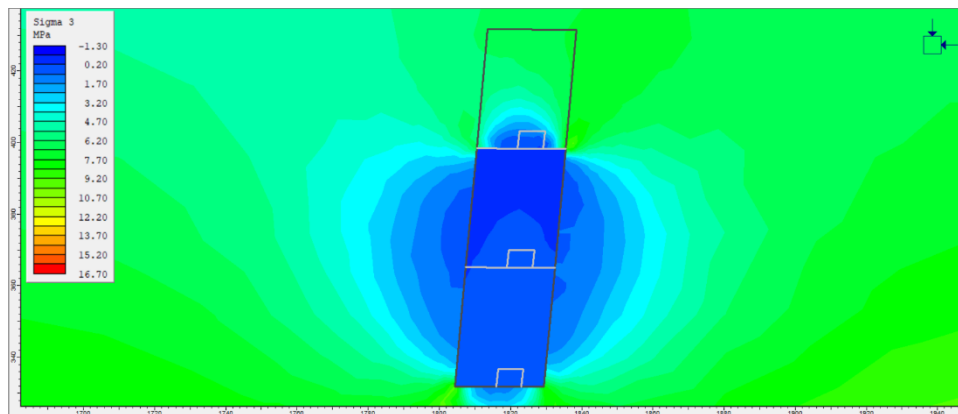
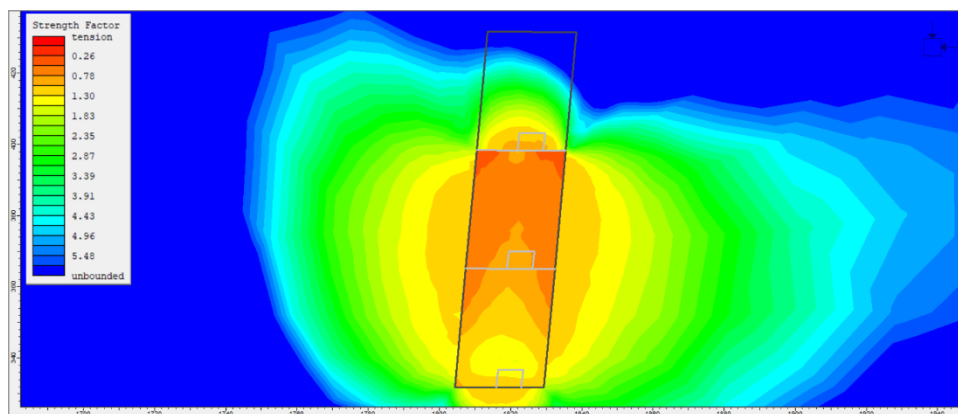


Figura 49 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce preenchido com enchimento hidráulico.



5.2.3 Cenário 2.3

Como constatou-se anteriormente, à medida que o sequenciamento avança, mais comprometida fica a área onde está o enchimento hidráulico. Nesta

situação, obteve-se através do modelamento matemático, o σ_1 de 0 a 24 MPa (Figura 50). Da mesma forma, σ_3 não apresentou variações em que se mantiveram os valores mínimos de 0,20 MPa (Figura 51).

O FS apresentou valores críticos no piso, no FW e HW deste realce (Figura 52) e esse comportamento se estende até a base do realce 1 preenchido.

Figura 50 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce escavado.

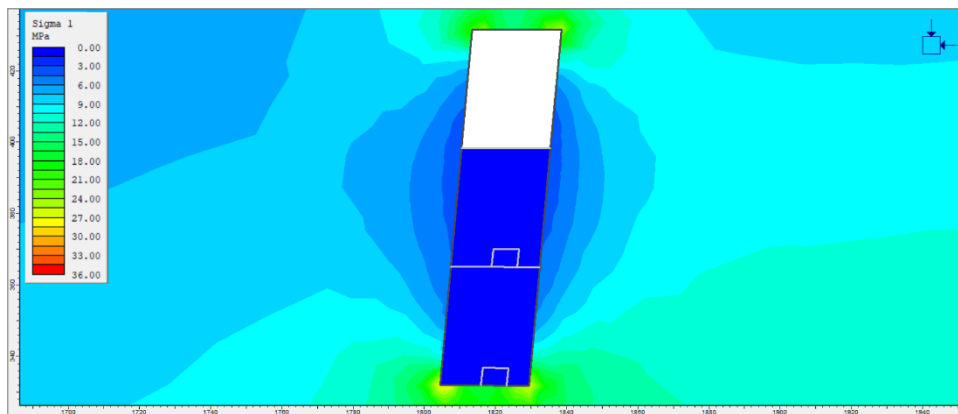


Figura 51 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce escavado em detalhe.

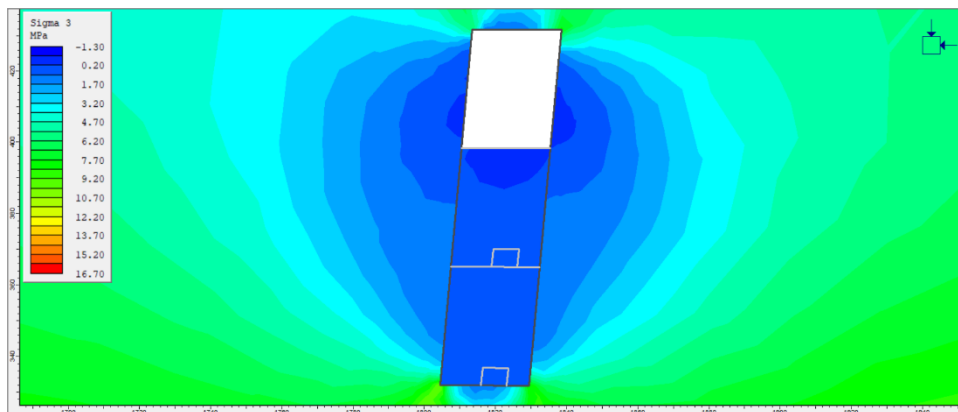
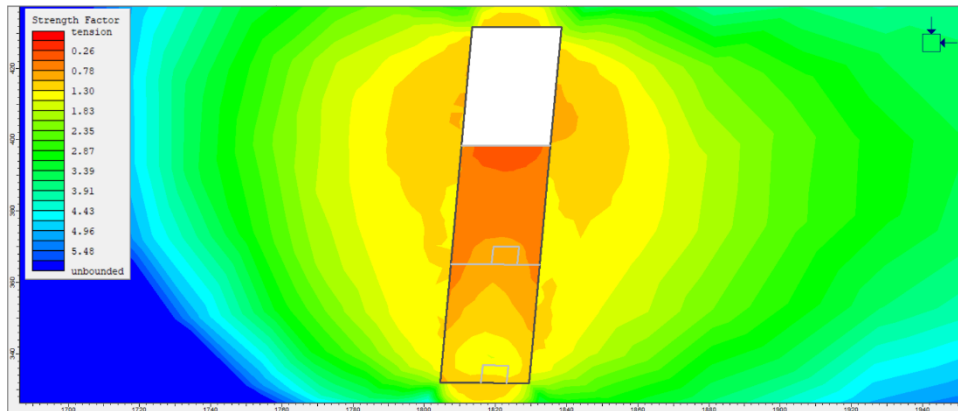


Figura 52 – Distribuição do FS em torno do maciço e realce escavado.



Com todos os realces preenchidos com enchimento hidráulico σ_1 apresentou uma maior intensidade nas laterais destes, com uma amplitude de 1,50 a 22,50 MPa (Figura 53). Permanecem os mesmos valores mínimos de σ_3 redistribuídos pelas laterais dos realces (Figura 54).

Mesmo com todos os realces preenchidos os esforços exercidos sobre estes demonstram serem maiores do que a resistência do enchimento aplicado. Isto é visto pela coloração avermelhada nos vértices do realce 3 (Figura 55) e segue até o meio do realce 1, comprometendo todos os níveis já que o $FS < 1$ (Figura 56).

Figura 53 – Distribuição das tensões σ_1 em torno do realce preenchido com enchimento hidráulico.

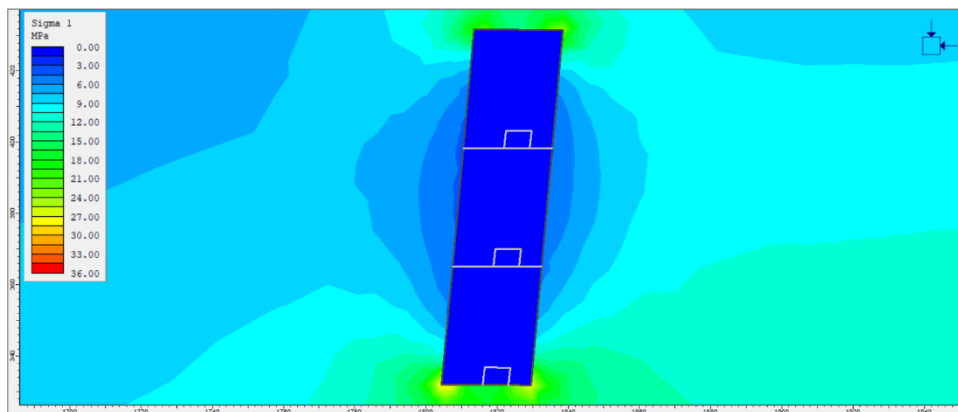


Figura 54 – Distribuição das tensões σ_3 em torno do realce preenchido com enchimento hidráulico.

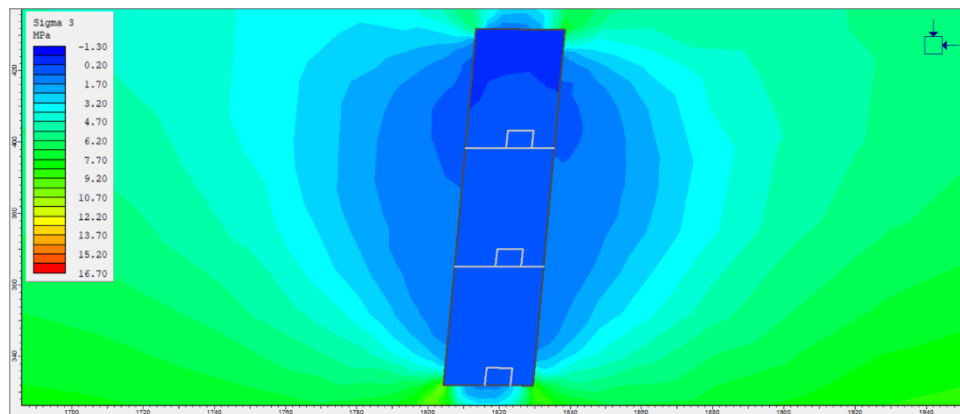


Figura 55 – Distribuição do FS em torno do maciço e do realce preenchido com enchimento hidráulico.

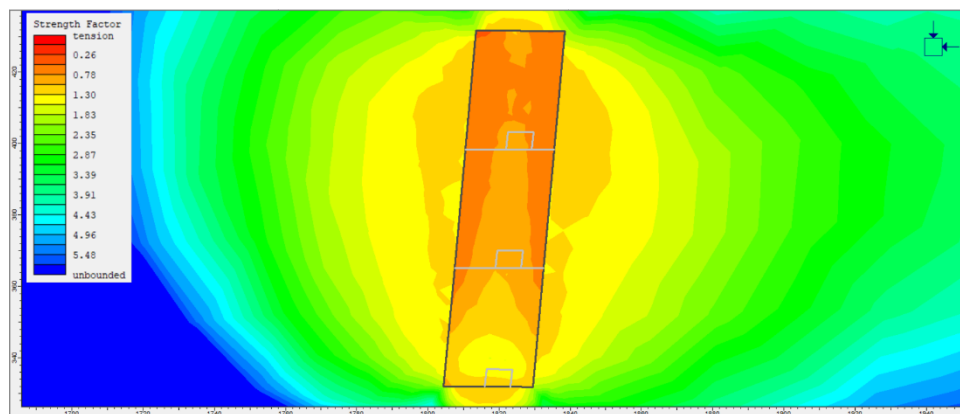
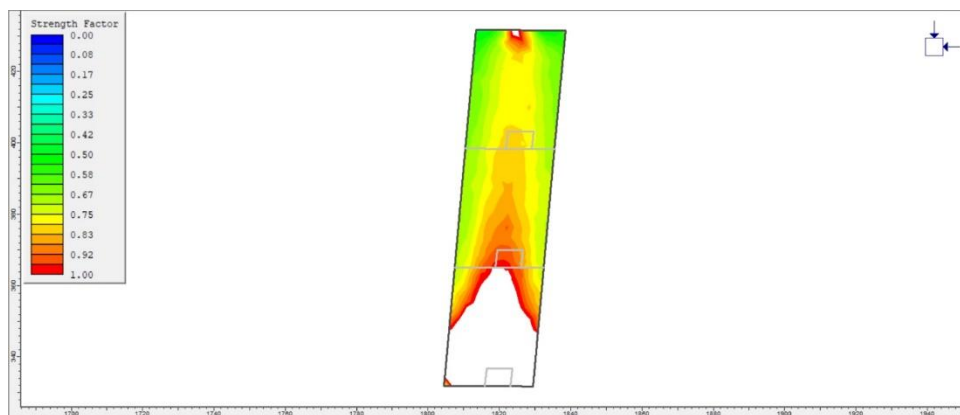


Figura 56 – Distribuição do FS em torno do maciço e do realce preenchido com enchimento hidráulico, em detalhe.



A região de deslocamento acumulou-se com maiores valores sobre os 3 realces, sendo estes maiores do que o observado no final do cenário 1.3, com variação de 0,006 a 0,120 m (Figura 57). Mesmo com uma diferença de escala o comportamento é similar, mas no cenário 1.3 o deslocamento é menor do que o encontrado neste cenário. Os vetores permanecem na zona à direita do realce preenchido, onde se deslocam para o centro e a parte inferior do realce 1, o que se assemelha muito com o que ocorre no Paste fill, como visto na Figura 58.

Figura 57 – Distribuição do deslocamento total em torno do maciço e realces preenchidos com enchimento hidráulico.

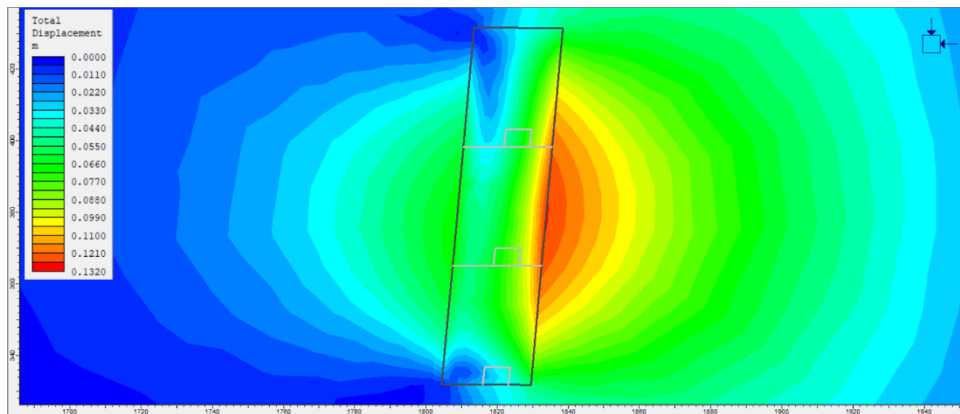
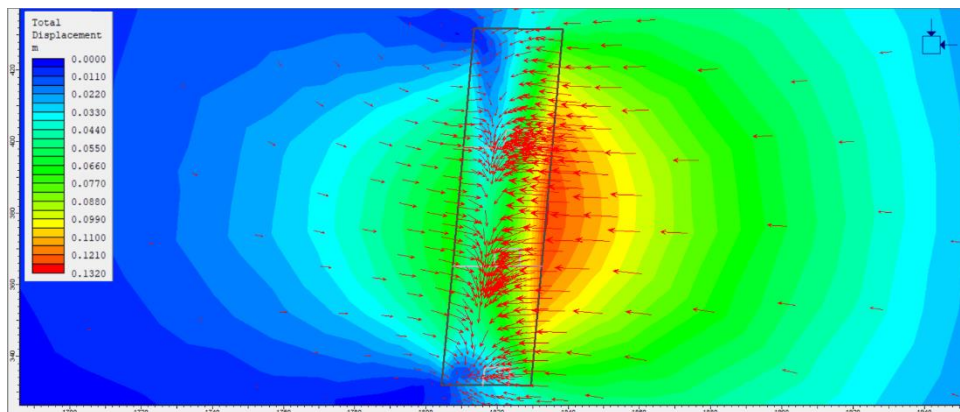


Figura 58 – Vetores de deslocamento em torno do realce preenchido com enchimento hidráulico.



5.3 Compilação dos resultados

Os dados levantados pelo modelamento matemático estão presentes na Tabela 9, que possui valores mínimos e máximos para σ_1 , σ_3 e Deslocamento total, bem como o FS e zonas em que estes são menores que 1.

A partir destas informações foram gerados gráficos para comparação dos valores mínimos e máximos de σ_1 (Figura 59) e σ_3 (Figura 60), onde é visto que os maiores valores de σ_1 estão presentes nos cenários 1.2 e 2.2 e, para σ_3 , os valores mínimos são mantidos em todos os cenários.

Ao analisar os contextos em que se tem os maiores valores para σ_1 (28,50 MPa), ambos foram afetados ao ocorrer a exploração do segundo realce, logo acima do realce preenchido. Isso demonstra uma maior solicitação causada pela redistribuição das tensões sobre o maciço e o enchimento aplicado.

Um outro fator observado é a presença de forças de compressão analisadas no σ_3 , mas com valores muito próximo a 0, demonstrando que poderia ocorrer tracionamento da rocha. Nestes mesmos pontos valores de $FS < 1$ que demonstra estar associado as tensões de cisalhamento atuantes, gerando impactos no cenário 2 e teve como zona de influência todo enchimento hidráulico aplicado.

Além disso os maiores valores de Deslocamento total encontrados situam-se no momento em que fez-se a exploração do terceiro realce, onde para o primeiro cenário esse valor chegou a 12 cm e no segundo cenário o valor foi de 13 cm, evidenciando uma grande movimentação dos enchimentos nesta etapa.

Para o cenário 1 o maciço em volta das escavações mostrou-se competente diante das tensões nele induzidas.

Tabela 5 – Dados do modelamento matemático.

Cenários	σ_1 (MPa)	σ_3 (MPa)	FS < 1	Deslocamento total (m)	Zonas FS < 1
1.1	7,00 a 23,00	0,20 a 8,45	NÃO	0,003 a 0,069	-
	8,10 a 20,70	0,20 a 7,70	NÃO	0,003 a 0,063	-
1.2	1,50 a 28,50	0,20 a 9,20	SIM	0,009 a 0,104	Piso
	1,50 a 24,00	0,20 a 8,45	NÃO	0,004 a 0,092	-
1.3	1,50 a 24,00	0,20 a 7,70	SIM	0,010 a 0,120	Piso
	1,50 a 21,00	0,20 a 6,95	SIM	0,005 a 0,110	Piso
2.1	0,00 a 21,85	0,20 a 8,45	SIM	0,003 a 0,066	Teto
2.2	0,00 a 28,50	0,20 a 9,20	SIM	0,010 a 0,110	Quase todo entorno realce
	0,00 a 27,00	0,20 a 8,45	SIM	0,009 a 0,104	Piso e teto
2.3	0,00 a 24,00	0,20 a 7,70	SIM	0,006 a 0,130	Piso, HW e FW
	1,50 a 22,50	0,20 a 7,70	SIM	0,006 a 0,120	Piso

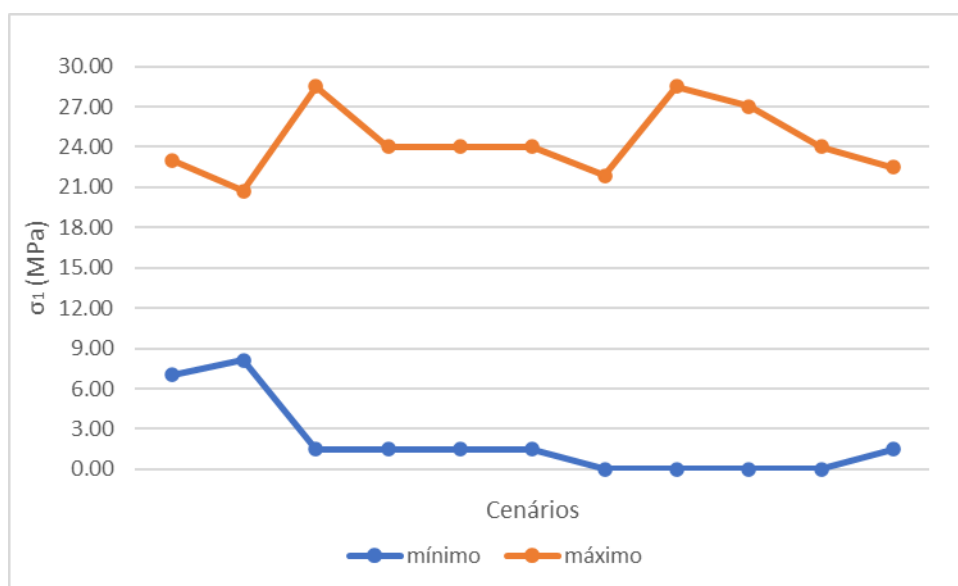
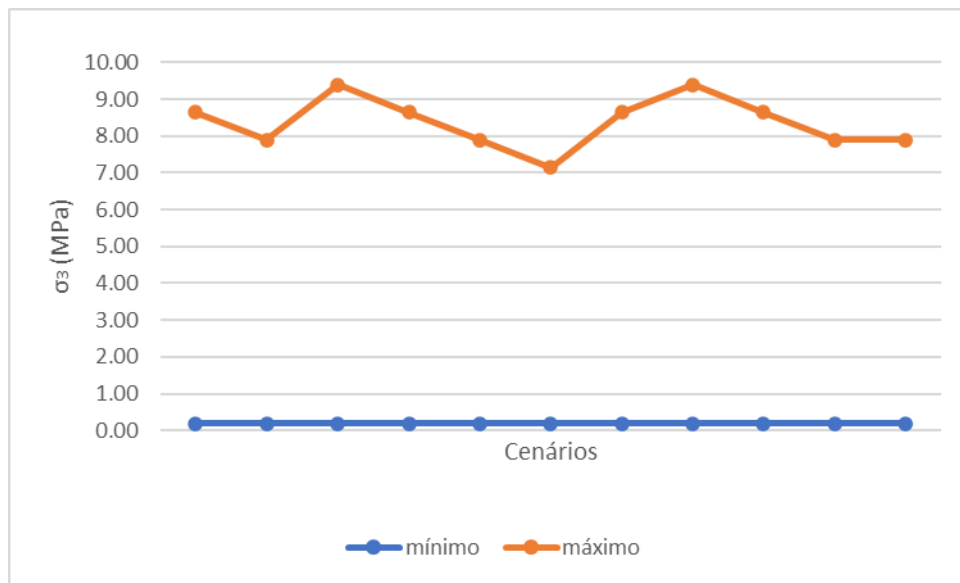
Figura 59 – Gráfico análises σ_1 .

Figura 60 – Gráfico análises σ_3 .

6 CONCLUSÕES

Com base na análise de tensão-deformação realizada nos dois cenários, os resultados revelaram diferenças significativas na redistribuição das tensões e nos deslocamentos totais, afetando assim o desempenho dos diferentes tipos de enchimento utilizados.

No primeiro cenário, onde foi empregado o *Paste fill*, observou-se uma redistribuição mais eficiente das tensões com condições mais favoráveis, evidenciados pelo fator de segurança mais favorável, onde as rupturas foram pontuais nas regiões do piso, onde o enchimento foi aplicado.

Em contraste, no segundo cenário, com aplicação do enchimento hidráulico, ocorreu um impacto negativo ocasionado pelas redistribuições das tensões que não foram eficazes, resultando em um fator de segurança consistentemente abaixo de 1 em todas as análises.

Além disso, o maior deslocamento total registrado no segundo cenário, particularmente à direita dos realces, ressalta as limitações e impactos adversos do enchimento hidráulico nesse contexto específico.

Estes resultados ressaltam a importância dos critérios adotados na escolha quanto ao tipo de enchimento a ser utilizado, para garantir a estabilidade e segurança das operações em minas subterrâneas, enfatizando a necessidade de considerar cuidadosamente as características geotécnicas e o comportamento das diferentes opções de enchimento disponíveis.

REFERÊNCIAS

- AZEVEDO, A. F. M. **Método dos Elementos Finitos**. Porto: Universidade de Engenharia do Porto, 2003.
- AZEVEDO, I. C. D.; MARQUES, E. A. G. **Introdução à Mecânica das Rochas**. Viçosa: EDUFV, 2006.
- BARTON, N.; LIEN, R.; LUNDE, J. **Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support**. Rock Mechanics. vol. 6, 189-236, 1974.
- BIENIAWISKI Z.T. **Engineering classification of jointed rock masses**. Trans. S. African Instn. Civ. Engrs., 15(12):334-346, 1973.
- BRADY, B.H.G, BROWN, E.T. **Rock mechanics for underground mining**. London: Allen and Unwin, 1992.
- CARLI, C. D. **Análise de Projetos Limite: Lavra a Céu Aberto vs Lavra Subterrânea**. Porto Alegre, 2013.
- CAVALCANTE, E. P. **Métodos de Modelagem Numérica**. Campina Grande: UFCG, 2016.
- COSAR, S. **Application of rock mass classification systems for future support design of the Dim Tunnel near Alanya, Middle East Technical University**, 2004.
- CURI, A. **Lavra de Minas**. Ed. Oficina de Textos, 2017.
- DEERE D.U.& DEERE W. **The Rock Quality Designation (RQD) Index in Practice. Rock Classification Systems for Engineering Purposes**. In: American Society for Testing and Materials, Philadelphia, p. 91- 103, 1988.
- FARMER, I. W. **Engineering Properties of Rocks**. Spon Editors, London, 1968.
- GOODMAN, R. E. **Introduction to Rock Mechanics**. 2nd ed. John Wiley & Sons, 1989.
- HOEK, E. & BROWN, E.T. **Underground excavation in rock**. London: Institution of Mining Metallurgy, 1980. 527p.
- HOEK, E.; KAISER, P. K.; BAWDEN, W. F. **Support of Underground Excavations in Hard Rock**. Netherlands: A. A. Balkema, 1995. 225p.
- HOEK, E. "PRACTICE ROCK ENGINEERING." 2006.
- HARTMAN, H. L.; MUTMANSKY, J. M. **Introductory Mining Engineering**. John Wiley and Sons, New York, p. 323, 2002.

LOTTI, R. S.; MACHADO, A. W.; MAZZIEIRO, E. T.; LANDRE JR., J. **Aplicabilidade científica do método dos elementos finitos**. Maringá, 2006.

MAGALHÃES, F. S., Cella, P. R. **Estruturas dos Maciços Rochosos**. In: Oliveira, A. M. S., Brito, S. N. A. Geologia de Engenharia, ABGE, São Paulo: 39-55, 1998.

RADE, D.A. **Método dos Elementos Finitos Aplicados a Engenharia Mecânica**. 2011. Disponível em: <<https://www.passeidireto.com/arquivo/1846434/apostila---mef---2011---rade>>. Acesso em: 19/11/2022.

SHEOREY, P.A., **A theory for in-situ stress in isotropic and transversely isotropic rock**, *Int. J. Rock Mech. Min. Sei. Geomech.*il, 23-34, 1994.

SLR Consulting (Canada) Ltd. - **Technical Report Summary**. Peru. Project No: 233.03246.R0000, 2021.

STACEY, T. R.; PAGE, C. H. **Practical Handbook for Underground Rock Mechanics**. Germany: Trans Tech Publications, 1986.

VALLEJO, L. I. G.; FERRER, M.; ORTUÑO, L.; OTEO, C. **Ingeniería Geológica**. Prentice Hall, Madrid, 2002.

YAMADA, R., YOSHIDA, T. **Relationships between Kuroko volcanogenic massive sulfide (VMS) deposits, felsic volcanism, and island arc development in the northeast Honshu arc. Japan**. *Mineral Depos.*, 431–448, 2011. Disponível em: <<https://doi.org/10.1007/s00126-011-0362-7>>. Acesso em: 26/11/2023.

Zalazar, H., and Landa, C. - **Geología de los Cuadrángulos de Mala, Lunahuana, Tupe, Conoyca, Chincha, Tanatara y Castrovirreyna: Ingemmet**, Sector Energia y Minas. Peru. Boletín No. 44, 1993.