



MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO
Universidade Federal de Ouro Preto
Departamento de Engenharia de Minas - Escola de Minas



**ANÁLISE DE ESTABILIDADE PROBABILÍSTICA DE QUEDA DE BLOCOS EM
GALERIAS SUBTERRÂNEAS DA MINA MARIA LÁZARA**

ENILSON RESENDE OLIVEIRA

OURO PRETO
2022

**ANÁLISE DE ESTABILIDADE PROBABILÍSTICA DE QUEDA DE BLOCOS EM
GALERIAS SUBTERRÂNEAS DA MINA MARIA LÁZARA**

Monografia apresentada ao curso de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto como requisito para obtenção do título de bacharel em Engenharia de Minas.

Orientadora: Tatiana Barreto dos Santos

OURO PRETO
2022

SISBIN - SISTEMA DE BIBLIOTECAS E INFORMAÇÃO

O482a Oliveira, Enilson Resende.

Análise de estabilidade probabilística de queda de blocos em galerias subterrâneas da Mina Maria Lázara. [manuscrito] / Enilson Resende Oliveira. - 2022.

87 f.: il.: color., gráf., tab..

Orientadora: Profa. Dra. Tatiana Barreto Santos.

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

1. Lavra subterrânea. 2. Escavação subterrânea. 3. Análise probabilística. 4. Retroanálise. I. Santos, Tatiana Barreto. II. Universidade Federal de Ouro Preto. III. Título.

CDU 622.016:519.2

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



FOLHA DE APROVAÇÃO

Enilson Resende Oliveira

Análise de estabilidade probabilística de queda de blocos em galerias subterrâneas da Mina Maria Lazára

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

Aprovada em 26 de outubro de 2022

Membros da banca

Dr^ª. Tatiana Barreto dos Santos - Orientador(a) - Universidade Federal de Ouro Preto
Dr. José MArgarida da Silva - Universidade Federal de Ouro Preto
M.Sc. Guilherme Alzamora Mendonça - Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais - Araxá

Tatiana Barreto dos Santos, orientador do trabalho, aprovou a versão final e autorizou seu depósito na Biblioteca Digital de Trabalhos de Conclusão de Curso da UFOP em 04/11/2022



Documento assinado eletronicamente por **Tatiana Barreto dos Santos, PROFESSOR DE MAGISTERIO SUPERIOR**, em 04/11/2022, às 09:41, conforme horário oficial de Brasília, com fundamento no art. 6º, § 1º, do [Decreto nº 8.539, de 8 de outubro de 2015](#).



A autenticidade deste documento pode ser conferida no site http://sei.ufop.br/sei/controlador_externo.php?acao=documento_conferir&id_orgao_acesso_externo=0, informando o código verificador **0422074** e o código CRC **FBBF827C**.

AGRADECIMENTOS

Agradeço primeiramente a Deus por me conceder saúde e força para seguir firme em meus sonhos.

Aos meus pais, Ronildo e Nilza, e meus irmãos por todo apoio durante todos esses anos.

À Amanda por todo apoio e paciência nos momentos difíceis.

A todos amigos que fiz em Ouro Preto e ao 17.1 por todos os anos de convívio, estudos e diversão. Em especial ao Gabriel Augusto, Gabriel Cunha e Vagner.

À Liga acadêmica de geotecnia - LAGEM por me proporcionar experiências incríveis e me fazer gostar cada dia mais de geotecnia.

À Pilar Gold Inc. e ao engenheiro de minas André Rodrigues Sampaio por ter me concedido a oportunidade de crescimento profissional, técnico e humano, e pela disponibilidade dos dados para realizar este trabalho.

À minha orientadora Tatiana, pelos ensinamentos, contribuições para que tudo acontecesse.

Ao Departamento de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto por propiciar a realização desse estudo e por tudo que me foi oferecido ao longo dos anos.

"O sucesso é a soma de pequenos esforços repetidos dia após dia"

Robert Collier

RESUMO

Na geotecnia, durante muito tempo, foram utilizadas as análises determinísticas para determinação da condição de estabilidade de estruturas. Esta análise é simplificada e tem como produto o Fator de Segurança, que não considera a variabilidade intrínseca dos parâmetros do maciço rochoso. Desprezar tais incertezas desses parâmetros pode levar a resultados pouco confiáveis. Desta forma, este trabalho tem o objetivo de realizar análise probabilística de queda de blocos de uma galeria subterrânea de mineração. Para isso, JRC (coeficiente de rugosidade da junta) e as orientações das descontinuidades foram obtidos por mapeamentos geomecânicos na galeria, JCS (resistência à compressão uniaxial) e o ângulo de atrito foram estimados pelo martelo de geólogo e pela alteração das descontinuidades, respectivamente. Além disso, foi realizada retroanálise de uma queda de bloco ocorrida na galeria estudada, para calibração dos valores de JCS e ângulo de atrito. Após determinar os parâmetros, foram definidas as funções de densidade de probabilidade dos parâmetros JRC e orientação das descontinuidades foram realizadas análise determinística e probabilística. A análise determinística apresentou fatores de segurança considerando a galeria estável para os blocos formados no teto e lateral, com FS de 33,186 e 4,146 para cunhas formadas no teto e para cunha formada na lateral FS de 116,260, utilizando contenção secundária. A análise probabilística resultou em probabilidade de quedas de: Bloco 4 (lateral): 70,7%, bloco 8 (teto): 100%, bloco 8 (teto): 99,2%; bloco 5 (lateral): 27,8%, para galeria sem contenção e para galeria com contenção a probabilidade de queda nos blocos do teto foi de 6,4% e 3%. Desta forma, observou-se a aplicabilidade dos métodos probabilísticos para contribuição aos tradicionais métodos determinísticos.

Palavras-chave: análise probabilística, queda de blocos, retroanálise, escavação subterrânea.

ABSTRACT

In geotechnics, for a long time, deterministic analyses were used to determine the stability condition of structures. This analysis is simplified and has as its product the Factor of Safety, which does not consider the intrinsic variability of the rock mass parameters. Disregarding such uncertainties of these parameters can lead to unreliable results. Thus, this paper aims to perform probabilistic analysis of falling blocks from an underground mining gallery. For this purpose, JRC (joint roughness coefficient) and the orientations of discontinuities were obtained by geomechanical mapping in the gallery, JCS (uniaxial compressive strength) and friction angle were estimated by geologist's hammer and alteration of discontinuities, respectively. In addition, back analysis of a block fall that occurred in the studied gallery was performed for calibration of JCS and friction angle values. After determining the parameters, probability density functions of the JRC parameters were defined and orientation of the discontinuities were performed deterministic and probabilistic analysis. The deterministic analysis showed safety factors considering the gallery stable for the blocks formed on the roof and side, with FS of 33.186 and 4.146 for wedges formed on the roof and for wedge formed on the side FS of 116.260, using secondary containment. Probabilistic analysis resulted in a probability of falls of: Block 4 (side): 70.7%, Block 8 (roof): 100%, Block 8 (roof): 99.2%; Block 5 (side): 27.8%, for gallery without containment and for gallery with containment the probability of fall in the roof blocks was 6.4% and 3%. This way, the applicability of probabilistic methods was observed as a contribution to traditional deterministic methods.

Keywords: probabilistic analysis, falling blocks, back analysis, underground excavation.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 - Métodos de lavra subterrânea e tipos de suporte.	19
Figura 2 – Características de uma descontinuidade.	21
Figura 3 - Definição do mergulho e direção de mergulho no plano.	21
Figura 4 - Perfis de rugosidade padrão para coeficiente de rugosidade JRC.	23
Figura 5 - Gráfico para estimativa do valor de JRC.	26
Figura 6 - Ábaco de Miller para o cálculo da resistência a partir do <i>martelo de Schmidt</i>	27
Figura 7 – Queda de bloco em galeria de desenvolvimento da Mina Maria Lázara, GO- Brasil.	29
Figura 8 - Instabilidades controladas estruturalmente.	30
Figura 9 - Exemplo de tipos de blocos.	32
Figura 10 – Curva típica de distribuição normal.	44
Figura 11 – Curva típica da distribuição lognormal.	45
Figura 12 - Obtenção de números aleatórios por uma distribuição probabilística.	47
Figura 13 – Localização da área de estudo.	49
Figura 14 – Mapa geológico Greenstone Belt de Pilar de Goiás. (Jost & Oliveira, 2008)	50
Figura 15 – Coluna estratigráfica do greenstone belt e Guarinos (Fonte: Jost <i>et al.</i> , 2011).	51
Figura 16 – Diagrama 3D de método de lavra da mina Maria Lázara.	52
Figura 17 – Seção transversal de galeria em desenvolvimento.	53
Figura 18 – Fluxograma de metodologia utilizada no trabalho.	54
Figura 19 – Mapeamento geotécnico realizado.	55
Figura 20 – Teste de martelo de geólogo em plano da descontinuidade.	56
Figura 21 – Coleta de dados de JRC das descontinuidades.	56
Figura 22 – Concentração dos polos para identificação das famílias de descontinuidades.	59
Figura 23 – Queda de bloco na galeria em estudo. Mina Maria Lázara.	61
Figura 24 – Resultado de análise utilizando valores baixos de JCS e ângulo de atrito.	63
Figura 25 - Resultado de análise utilizando valores altos de JCS e ângulo de atrito.	64

Figura 26 – Parâmetros de entrada para análise determinística.....	65
Figura 27 – Análise determinística de queda de blocos.....	65
Figura 28 – Propriedades dos tirantes para análise.....	66
Figura 29 – Análise determinística com contenção secundária.....	66
Figura 30 - Teste de normalidade de Anderson-Darling para foliação.....	68
Figura 31 - Teste de normalidade de Anderson-Darling para família 1.....	68
Figura 32 - Teste de normalidade de Anderson-Darling para família 2.....	69
Figura 33 - Teste de normalidade de Anderson-Darling para família 3.....	69
Figura 34 - Distribuição de frequência normal para valores de JRC para família 1.	70
Figura 35 - Distribuição de frequência normal para valores de JRC para família 2	70
Figura 36 - Distribuição de frequência normal para valores de JRC para família 3.	71
Figura 37 - Distribuição de frequência lognormal para valores de JRC para foliação.....	71
Figura 38 – Probabilidade de queda de blocos.....	73
Figura 39 – Malha de contenção secundária utilizando tirantes.....	74
Figura 40 – Probabilidade de falha com sistema de contenção.....	75

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Espaçamento das descontinuidades. Adaptado de ISRM (1978).	22
Tabela 2 - Descrição da persistência das descontinuidades.....	23
Tabela 3 - Classificação das descontinuidades. Adaptado de ISRM (1978).	24
Tabela 4 – Graus de resistência da rocha. Adaptado de ISRM (1981).	24
Tabela 5 – Valores de ângulo de atrito aproximado e alteração da descontinuidade.	28
Tabela 6 - Parâmetros médios das famílias de descontinuidades mapeadas-critério de Barton Bandis.	48
Tabela 7 - Orientações médias das descontinuidades.....	58
Tabela 8 – Valores médios de JRC.....	59
Tabela 9 – Resistência à compressão uniaxial estimada pelo martelo de geólogo.	60
Tabela 10 – Ângulo de atrito básico estimado pela alteração das descontinuidades.	61
Tabela 11 – Dados de entrada para análise cinemática.	62
Tabela 12 – Dados de entrada na análise cinemática.....	63
Tabela 13 – Dados obtidos na análise cinemática final.....	64
Tabela 14 – Valores de média e desvio de JRC padrão das famílias de descontinuidades.	72
Tabela 15 – Banco de dados.....	83

LISTA DE ABREVIACÕES, NOMENCLATURAS E SÍMBOLOS

FS	Fator de Segurança
ISRM	<i>International Society of Rock Mechanics</i>
J_a	<i>Joint alteration</i>
JCS	<i>Joint Compressive Strength</i>
JRC	<i>Joint Roughness Coefficient</i>
MPa	Megapascal
NW-SE	Noroeste-Sudeste
Φ_r	Ângulo de atrito residual
Φ_b	Ângulo de atrito básico
σ_n	Tensão normal

Sumário

1	INTRODUÇÃO	14
2	OBJETIVOS	16
2.1	Objetivo geral	16
2.2	Objetivos específicos	16
3	JUSTIFICATIVA E RELEVÂNCIA	17
4	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	18
4.1	Lavra Subterrânea	18
4.2	Maciço Rochoso	20
4.3	Teste do martelo de geólogo	24
4.4	Critério de resistência de Barton & Bandis	25
4.5	Ângulo de atrito	27
4.6	Queda de blocos em galerias	29
4.7	Análise determinística por equilíbrio-limite de queda de blocos em galerias.	31
4.7.1	Teoria do bloco chave	31
4.7.2	Método de equilíbrio limite	32
4.7.3	Forças da cunha	35
4.7.3.1	Forças de deslocamento da cunha	35
4.7.3.2	Vetor resultante de forças passivas	37
4.7.3.3	Direção de deslizamento	38
4.7.3.4	Resistência ao cisalhamento e à tração	38
4.8	Análise Probabilística	40
4.8.1	Variáveis aleatórias	40
4.8.2	Medidas de tendência central	41
4.8.2.1	Média	41
4.8.2.2	Mediana	41
4.8.3	Medidas de variabilidade	42
4.8.3.1	Variância	42

4.8.3.2	Desvio padrão	42
4.8.4	Curvas de densidade de probabilidade	43
4.8.4.1	Distribuição normal.....	43
4.8.4.2	Distribuição lognormal.....	44
4.8.5	Teste de normalidade.....	45
4.8.6	Métodos probabilísticos.....	46
4.8.6.1	Método de Monte Carlo.....	46
4.8.7	Aplicações de análise de queda de bloco disponíveis na literatura...	47
5	MATERIAIS E MÉTODOS.....	48
5.1	Mina de estudo.....	48
5.1.1	Localização e acessos	49
5.1.2	Geologia regional da mina em estudo.....	49
5.1.3	Geologia local da mina em estudo	50
5.1.4	Método de lavra.....	51
5.1.5	Escavação estudada	52
5.2	Metodologia.....	53
5.2.1	Mapeamento geomecânico	54
5.2.2	Teste do martelo de geólogo.....	55
5.2.3	Parâmetros do critério de resistência de Barton - Bandis	56
5.2.4	Ângulo de atrito	57
5.2.5	Armazenamento dos dados.....	57
5.2.6	Análise determinística	57
5.2.7	Análise probabilística	57
6	RESULTADOS E DISCUSSÕES	58
6.1	Determinação das atitudes médias das descontinuidades	58
6.2	Rugosidade das descontinuidades.....	59
6.3	Ensaio de resistência com o martelo de geólogo.....	59
6.4	Ângulo de atrito das descontinuidades.....	60
6.5	Retroanálises	61
6.5.1	Definição dos valores de JCS e ângulo de atrito.....	62
6.5.2	Análise determinística	65
6.5.3	Análise probabilística	67

6.5.3.1	Distribuição estatística de JRC.....	67
6.5.3.2	Resultado de análise probabilística em galeria sem contenção.....	72
6.5.3.3	Resultado da análise probabilística com contenção no teto.....	73
7	CONCLUSÕES	76
	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	77
	ANEXO 1 – Banco de Dados utilizado.....	83

1 INTRODUÇÃO

Com a redução de reservas minerais superficiais de altos teores, há a necessidade de busca por reservas cada vez mais profundas, fazendo com que minas subterrâneas se tornem cada vez mais viáveis.

Do ponto de vista geotécnico, a mineração subterrânea é bem mais complexa em relação à manutenção da condição de estabilidade de suas escavações, visto o ambiente complexo de tensões induzidas e maior necessidade de preocupação com as condições de segurança. Diante disso, a utilização de métodos de avaliação de quedas de blocos em galerias torna um importante aliado para garantia da segurança no ambiente subterrâneo.

Devido à heterogeneidade natural dos materiais geotécnicos, seria necessária uma grande quantidade de dados para realizar análises que reproduzam seu real comportamento encontrado em campo, o que se torna inviável. Isto, faz com que análises sejam realizadas com uma quantidade de dados limitadas fazendo com que a escolha por parâmetros que representem o material se torne uma difícil tarefa, trazendo certos níveis de incerteza.

Tradicionalmente têm sido utilizadas aproximações determinísticas para análises simples, já que o conhecimento de ferramentas estatísticas e probabilísticas não é abrangente a ponto de modelar adequadamente a variabilidade das propriedades da rocha (Lee, 1993). As análises determinísticas são realizadas considerando-se apenas os valores médios de parâmetros das descontinuidades presentes no maciço, desconsiderando a variabilidade encontrada no mesmo.

Com as incertezas apresentadas pela análise determinística faz-se necessário utilizar de métodos que minimizem erros e que tragam uma melhor confiabilidade nos resultados. A abordagem probabilística passou a ser utilizada como implemento de abordagem determinística, uma vez que nestas análises, a natureza variável dos parâmetros do maciço e suas incertezas são consideradas por meio da introdução de conceitos probabilísticos.

Segundo Ang & Tang (1975), probabilidade refere-se à ocorrência de um evento em meio a outros eventos possíveis de acontecerem. Em grande parte da

engenharia, a probabilidade é interpretada como a frequência de ocorrência de algum evento em uma longa série de ensaios semelhantes (John Venn, 1923).

No geral análises de probabilidades consistem em primeiro definir os dados para obter uma função de probabilidade que representa a distribuição dos dados (Normal, Log-normal, exponencial, Gamma), de cada parâmetro que representa certa incerteza na análise, ou que possa influenciar no resultado.

Com a utilização de estudos probabilísticos, geotécnicos podem realizar análises que permitam tomar decisões mais conscientes e seguras.

A Mina de Maria Lázara, objeto desse estudo, apresenta instabilidades controladas estruturalmente com baixo estado de tensão sendo definidas pelas descontinuidades presentes. As análises determinísticas demonstraram que a variabilidade do maciço pode causar quedas de blocos mesmo em locais com fatores de segurança dentro do valor adotado. Para isso realizar estudo para adoção de análise probabilísticas juntamente com análise determinística na rotina da mina torna-se interessante, fazendo com que as atividades tornem mais seguras e viáveis economicamente.

2 OBJETIVOS

2.1 Objetivo geral

Realizar análise probabilística de queda de blocos em galeria da mina subterrânea denominada Maria Lázara, localizada em Goiás, Brasil.

2.2 Objetivos específicos

- Realizar referencial bibliográfico sobre o tema;
- Realizar retroanálise para calibrar parâmetros não obtidos por mapeamentos geotécnicos.
- Definir distribuições estatísticas para parâmetros de entrada do critério de resistência de Barton-Bandis;
- Comparar resultados obtidos em análises determinística e probabilística;
- Avaliar o sistema de contenção da galeria na redução da probabilidade de queda de blocos.

3 JUSTIFICATIVA E RELEVÂNCIA

O estudo com foco na redução de eventos com quedas de blocos em galerias é de grande importância, já que os mesmos podem gerar graves consequências, como a perda de pessoas. Como exemplo, pode-se citar o evento que ocorreu em 2010 na mina San José no Chile, em que 33 mineiros ficaram presos a 600 metros de profundidade após a ocorrência de um desmoronamento de bloco rochoso que bloqueou a rampa de acesso. Outro exemplo de evento ocorreu em 2017 na mina subterrânea da Lamil em Pará de Minas, Brasil. Neste caso, um bloco de rocha se despreendeu da frente de lavra e vitimou um dos colaboradores da empresa.

Durante muitos anos utilizou-se uma abordagem em que poucos dados representem um todo em projetos de engenharia, isto levou a usos de análises determinísticas, em que parâmetros utilizados são constantes e o resultado é determinado por um único valor.

Com o conhecimento de que maciços rochosos possuem comportamentos determinados por descontinuidades em seu interior e que tais descontinuidades apresentam comportamentos variáveis naturais e que essa variabilidade deve ser considerada na realização de análises, a análise probabilística mostrou-se importante.

Laoana (2017) utilizou análises probabilísticas para verificar o comportamento de túneis em rochas, onde observou a aplicabilidade de métodos probabilísticos frente a métodos determinísticos.

Historicamente, já ocorreram quedas de blocos de vários tamanhos em galerias de produção na mina em estudo, sem nenhuma fatalidade, alguns apenas com prejuízos em equipamentos, e atraso nas atividades programadas. Diante disso, a proposta de análise probabilística de queda de blocos na mina em questão é bastante relevante, de modo a buscar a redução desse tipo de evento e garantir a segurança das pessoas que ali trabalham.

4 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

4.1 Lavra Subterrânea

Diante do aprofundamento de jazidas e das inúmeras restrições ambientais, que tem causado grandes dificuldades para lavra de minérios a céu aberto, a lavra de minérios por minas subterrâneas se tornou uma alternativa interessante. A produção de bens minerais mostra, para o futuro, a perspectiva de se vir a processar, cada vez em maior escala, por meio de lavra subterrânea, em razão da progressiva exaustão das reservas facilmente acessíveis à extração a céu aberto e da necessidade da preservação do meio ambiente, impondo cada vez mais restrições (Silva, 2009).

O método de lavra é selecionado em função das características naturais do minério entre outros fatores. Essa seleção é considerada um dos principais elementos em uma análise econômica de uma mina. Embora seja possível verificar aproximadamente 10 métodos (Figura 1), há várias variações desses métodos que trazem características distintas, MACEDO *et al.* (2001).

Segundo os mesmos autores a seleção do método de lavra pode ser dividida em duas fases: a escolha do método que apresente o menor custo e avaliação de condições sociais, ambientais, físicas e geológicas da jazida mineral.

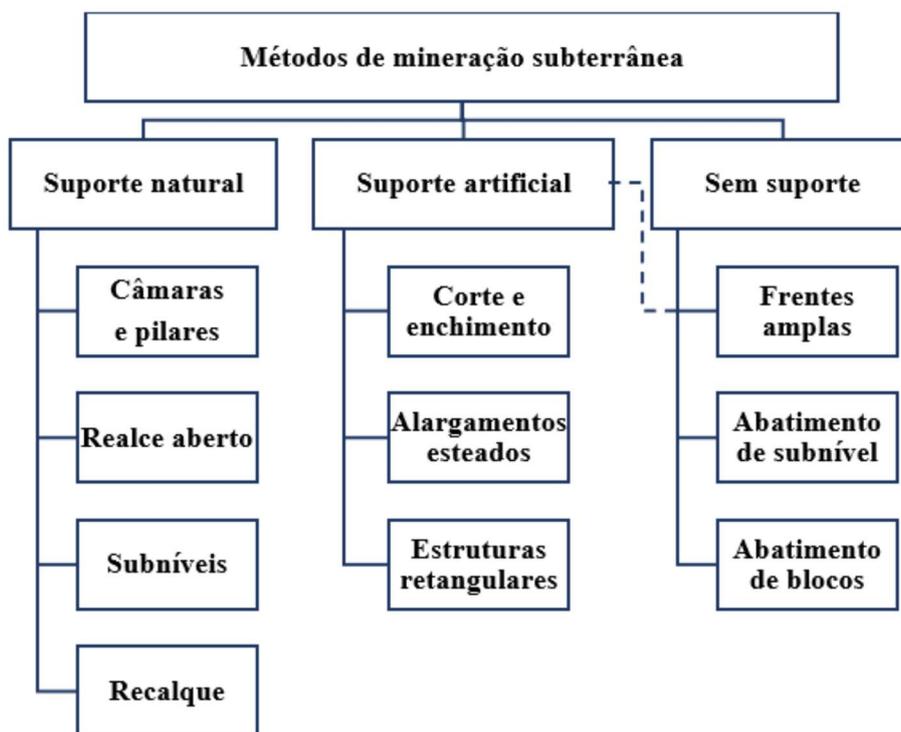


Figura 1 - Métodos de lavra subterrânea e tipos de suporte.
Adaptado de Curi, 2017.

Dentre as considerações físicas e geológicas da jazida mineral, destaca-se para este trabalho as considerações geotécnicas que se relacionam às condições de estabilidade de escavações. Estas se relacionam às características inerentes do maciço rochoso (minério e rocha encaixante), e estão relacionadas com as propriedades de deformabilidade, resistência à tração e à compressão, permeabilidade, além da presença de descontinuidades no maciço rochoso.

Outros fatores como a geometria da escavação a ser realizada, a sequência e velocidade com que essa escavação será efetuada e as tensões in situ que atuam na região do problema analisado, também podem afetar consideravelmente a sua estabilidade (HOEK *et al.*, 1995).

Para Wagner *et al.* (2002), os principais tópicos de pesquisa em mecânica de rochas aplicadas à mineração subterrânea são: previsão de comportamento de maciços rochosos, sistemas de pilares, consequências regionais das operações de lavra, interdependência de lavra a céu aberto e subterrânea, sustentação de realces e de acessos, melhoria dos sistemas de suporte.

Figueredo *et al.* (2011) definem os principais interesses da geomecânica em mineração subterrânea, sendo eles o dimensionamento de cavidades da lavra e do desenvolvimento, dimensionamento de pilares e dimensionamento de suportes. Portanto, surge a necessidade de prever comportamentos adversos e estabelecer os procedimentos que permitam minimizá-los ou remediá-los.

4.2 Maciço Rochoso

Para Mesquita (2008), rocha é um material consolidado composto por um conjunto de minerais resultantes de um processo geológico determinado. Pode ser formada por um ou mais minerais, dispostos segundo as condições de temperatura e pressão existentes durante sua formação.

Rocha intacta é a terminologia usada na mecânica das rochas para descrever blocos rochosos ininterruptos que são separados pelas descontinuidades no maciço rochoso.

O maciço rochoso é composto pelo conjunto de rocha intacta e das descontinuidades. A presença de descontinuidades no maciço rochoso é o principal fator no controle de sua resistência mecânica, de tal forma que a resistência de um maciço rochoso depende mais das descontinuidades presentes do que propriamente da resistência das porções intactas da rocha (Fiori e Carmignani, 2009).

A Figura 2 apresenta um esquema de um maciço rochoso com sistemas de descontinuidades, que podem ser falhas, juntas, xistosidade entre outros. Quando essas descontinuidades apresentam orientações próximas são consideradas de uma mesma família (Silva, 2013).

A *International Society of Rock Mechanics* (ISRM, 1978) definiu algumas características das descontinuidades que afetam o comportamento geotécnico dos maciços rochosos, entre elas: orientação, espaçamento, rugosidade, persistência, preenchimento e abertura.

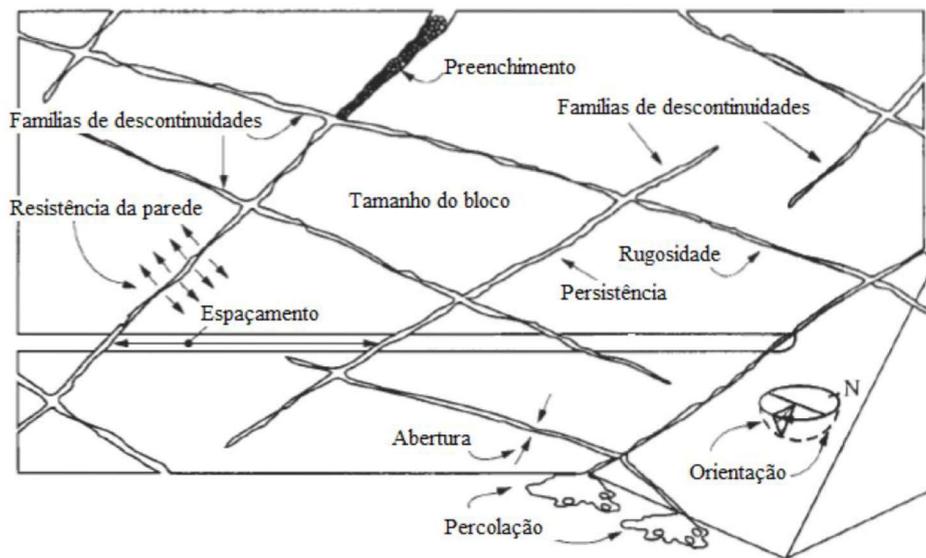


Figura 2 – Características de uma descontinuidade.
Adaptado de ISRM, 1981.

Esses conceitos são apresentados a seguir:

- A orientação é definida pelo azimute da descontinuidade no espaço, sendo descrita pela direção de mergulho (*dip direction*) e mergulho (*dip*) da reta de maior declive, ou seja, a inclinação do plano (Figura 3).

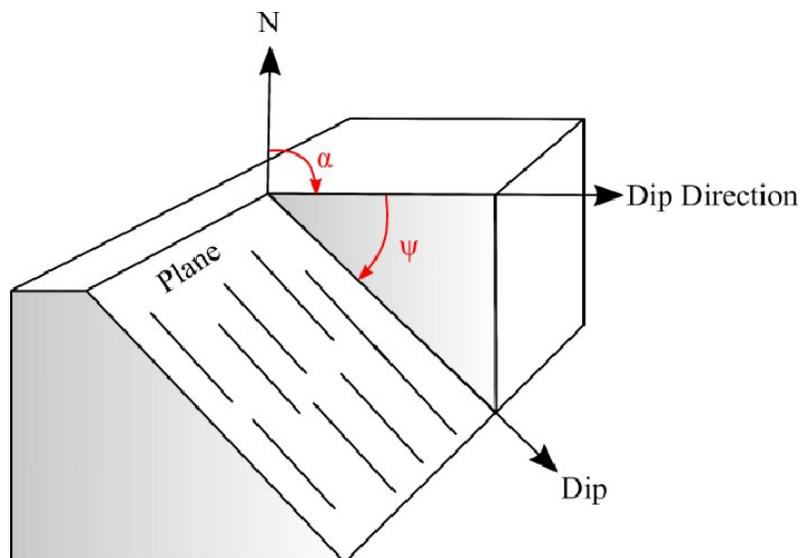


Figura 3 - Definição do mergulho e direção de mergulho no plano.
Adaptado de Wyllie, 2017.

- Espaçamento é a distância perpendicular entre descontinuidades adjacentes (ISRM, 1978). Ele controla o tamanho dos blocos individuais de rocha intacta e tem um impacto direto no comportamento do maciço rochoso.

A Tabela 1 apresenta uma descrição dos espaçamentos das descontinuidades.

Tabela 1 - Espaçamento das descontinuidades. Adaptado de ISRM (1978).

Descrição	Espaçamento (mm)
Extremamente próximos	< 20
Muito próximos	20 – 60
Próximas	60-200
Moderadamente espaçadas	200-600
Muito espaçadas	600-6000
Extremamente espaçados	> 6000

- Rugosidade é caracterizada pelas ondulações presentes na parede da descontinuidade, as quais contribuem para a influência da resistência ao cisalhamento. A descrição de rugosidade pode ser baseada na comparação da superfície da descontinuidade com perfis de rugosidade padrão, o resultado pode ser expresso pelo parâmetro JRC, coeficiente de rugosidade da junta, desenvolvido por Barton (1973). resultando em um valor numérico que varia de 0 até 20, como mostrado na Figura 4.

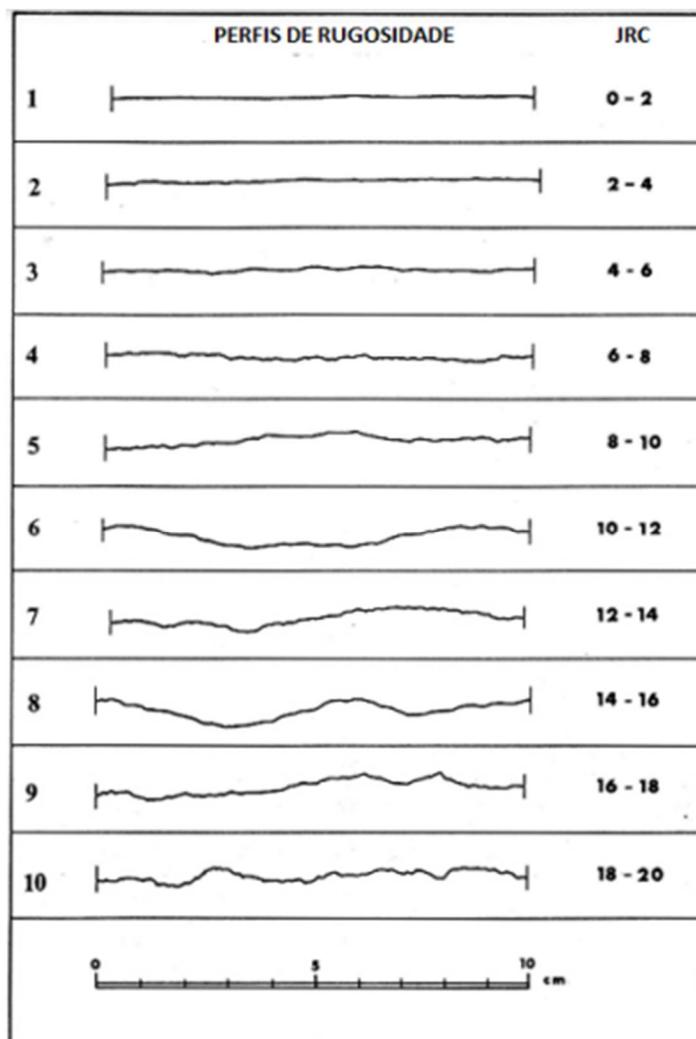


Figura 4 - Perfis de rugosidade padrão para coeficiente de rugosidade JRC.
Adaptado de Barton & Choubey, 1977.

- Persistência é definida como a extensão ou comprimento do traço de uma descontinuidade. Juntamente com o espaçamento ela define o tamanho dos blocos potenciais de deslizamento. A Tabela 2 mostra a classificação das persistências, ISRM (1978).

Tabela 2 - Descrição da persistência das descontinuidades.
Adaptado de ISRM (1978).

Continuidade	Comprimento do traço (m)
Muito Pequena	< 1
Pequena	1 - 3
Média	3 - 10
Elevada	10 - 20
Muito Elevada	> 20

- Preenchimento é o material contido entre as paredes da descontinuidade. Comumente é menos resistente que a rocha originária, pode ser material proveniente da própria rocha, silte, argila, entre outros tipos. O preenchimento pode interferir na resistência da descontinuidade, dependendo da espessura pode causar o afastamento das paredes da descontinuidade.

- Abertura é a distância perpendicular entre as paredes da descontinuidade. A Tabela 3 mostra a classificação das aberturas, ISRM (1978).

Tabela 3 - Classificação das descontinuidades. Adaptado de ISRM (1978).

Descrição	Abertura
Muito Fechadas	< 0,1 mm
Fechadas	0,1 – 0,25mm
Parcialmente Abertas	0,25 – 0,5mm
Abertas	0,5 – 2,5
Cavernosas	> 1m

4.3 Teste do martelo de geólogo

Para Guidicini e Nieble (1983), pode-se definir a resistência mecânica do maciço no campo por meio do teste do martelo de geólogo, ensaios de resistência (como ensaios de compressão puntiforme, triaxial, entre outros) e o esclerômetro de Schmidt. A resistência à compressão simples de um maciço rochoso pode ser inicialmente estimada, segundo as recomendações da ISRM, utilizando-se um martelo de geólogo, Barton (1981). A Tabela 4 fornece a identificação da faixa de variação da resistência à compressão uniaxial de acordo com esta metodologia.

Tabela 4 – Graus de resistência da rocha. Adaptado de ISRM (1981).

Grau	Descrição	Características	Resistência a compressão uniaxial
R ₀	Solos estruturados e rochas muito	Pode ser marcado pela unha; facilmente penetrado pelo martelo de geólogo ou risca-rocha	0,25 – 1,0 MPa

brandas			
R ₁	Rochas muito brandas	Esmigalha-se facilmente sob o impacto de martelo de geólogo; riscada facilmente pela ponta fina do martelo de geólogo	1,0 – 5,0 MPa
R ₂	Rochas brandas	Pode ser raspada por canivete com dificuldade, marcada por firme pancada com a ponta do martelo de geólogo	5,0 – 25,0 MPa
R ₃	Rochas medianamente resistentes	Espécimes de mão podem ser quebrados sob poucos golpes firmes do martelo de geólogo; bordas finas dos fragmentos podem ser quebradas pelas mãos com certa dificuldade; superfície pouco riscável por lâmina de aço; não pode ser raspada pelo risca-rocha	25,0 – 50,0 MPa
R ₄	Rochas resistentes	Requerem alguns golpes do martelo para serem quebrados; dificilmente quebrada pelas mãos e riscada pelo risca-rocha	50,0 – 100,0 MPa
R ₅	Rochas muito resistentes	Requerem muitos golpes do martelo para serem quebradas; fragmentos possuem bordas cortantes	100,0 – 250,0 MPa
R ₆	Rochas extremamente resistentes	Somente lascados com o uso do martelo	>250,0 MPa

4.4 Critério de resistência de Barton & Bandis

Barton e Choubey (1977) estudaram o comportamento de descontinuidades e propuseram um critério de resistência para descontinuidades rugosas, ver Equação 1. O critério se baseou em resultados de 136 ensaios de deslizamentos em oito tipos de rochas diferentes.

$$\tau = \sigma_n \tan[JRC \cdot \log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) + \varphi] \quad (1)$$

Em que:

τ é a resistência ao cisalhamento da descontinuidade;

φ é o ângulo de atrito básico;

JRC é o coeficiente de rugosidade da junta;

σ_n é a tensão normal aplicada;

JCS é a resistência à compressão uniaxial da parede da descontinuidade.

Quando não é possível utilizar o pente de Barton, a fim de determinar o perfil de rugosidade por meio da Figura 4, o JRC pode ser obtido por meio do ábaco apresentado na Figura 5.

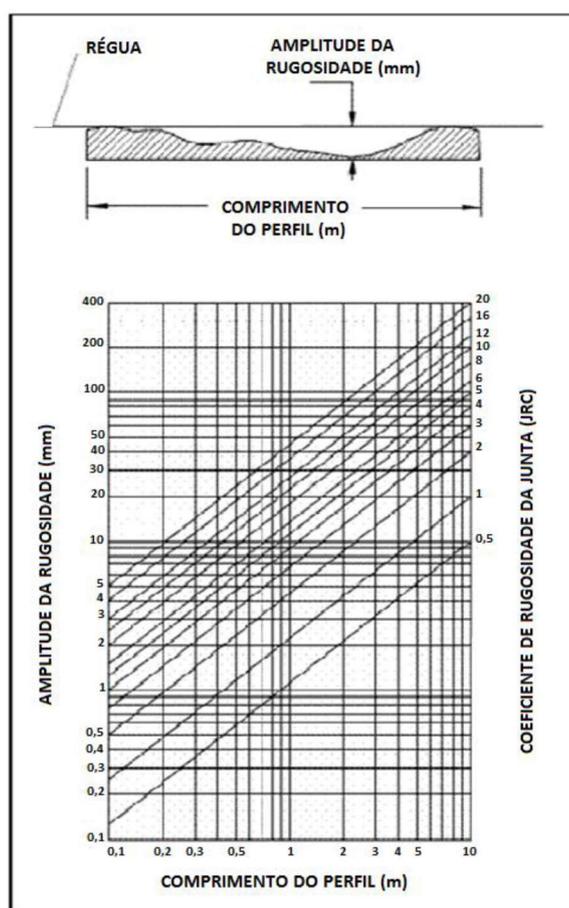


Figura 5 - Gráfico para estimativa do valor de JRC. Barton, 1982.

O parâmetro JCS consiste na resistência à compressão simples da descontinuidade e é tradicionalmente obtida com o uso do Martelo de Schmidt. Quando a rocha se encontra em estado são, a resistência da rocha intacta é a mesma da parede da descontinuidade e, a mesma pode ser estimada por meio do martelo de geólogo. A Figura 6 apresenta ábaco que pode ser utilizado para estimativa do valor de JCS, em função do número de rebotes obtido no ensaio.

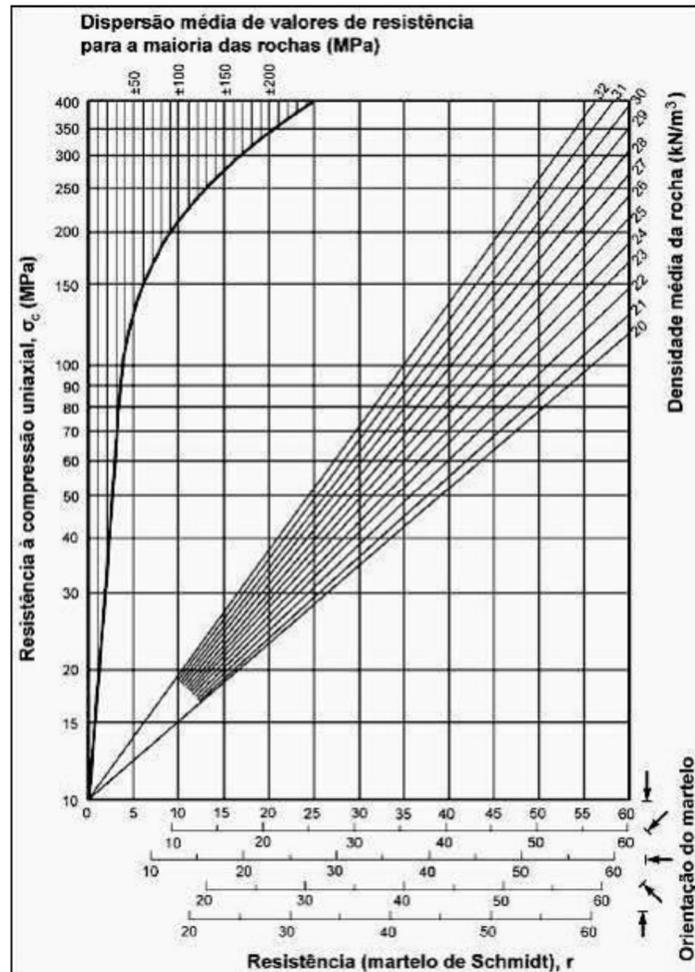


Figura 6 - Ábaco de Miller para o cálculo da resistência a partir do *martelo de Schmidt*. Adaptado de Deere-Miller, 1966.

4.5 Ângulo de atrito

O ângulo de atrito efetivo básico ou residual (ϕ_r) de uma junta é um componente importante de sua resistência total ao cisalhamento, seja a junta intertravada rocha a rocha ou preenchida com argila. Barton e Choubey (1977) propuseram a Equação 2 para estimar o ângulo de atrito residual da descontinuidade utilizando o martelo de Schmidt.

$$\phi_r = 10^0 + \frac{r}{R} (\phi_b - 10^0) \quad (2)$$

Em que:

Φ_r é o ângulo de atrito residual;

Φ_b é o ângulo de atrito básico;

r é o número de rebotes na superfície lisa natural;

R é o número de rebotes de Schmidt em superfícies lisas, secas e sem intempéries.

Barton (2002) propôs valores de ângulos de atrito residual Φ_r para o conjunto mais crítico da descontinuidade por meio da alteração apresentada na parede das mesmas. A Tabela 5 apresenta os valores de ângulo de atrito de acordo com a condição de alteração presente na descontinuidade.

Tabela 5 – Valores de ângulo de atrito aproximado e alteração da descontinuidade.
Adaptado de Barton (2002).

Condição	Φ_r aproximado (°)	Valores de J_a
Paredes duras, compactas, preenchimentos impermeáveis (quartzo ou epidoto)	-	0,75
Paredes sem alteração, somente leve descoloração	25° - 30°	1
Paredes levemente alteradas, com partículas arenosas e rochas desintegradas não argilosas	20° - 25°	2
Paredes com películas siltsas ou areno-argilosas	20° - 25°	3
Paredes com películas de materias moles ou com baixo ângulo de atrito		

(caolinita, clorita, talco, grafita, etc) e pequena quantidade de minerais expansivos

8° - 16°

4

4.6 Queda de blocos em galerias

Dentre os desafios enfrentados por minas subterrâneas, a queda de blocos em galerias (Figura 7) é considerada uma das questões geotécnicas de maior preocupação. Queda de blocos podem causar ferimentos fatais e não fatais em mineiros, paralisações em operações de mineração, perdas de equipamentos e, por fim, resultar em recuperação ineficiente das reservas de minério (Biswas e Zipf, 2003). Ou mesmo em frentes de lavra, em que blocos podem ocasionar diluição não planejada.



Figura 7 – Queda de bloco em galeria de desenvolvimento da Mina Maria Lázara, GO- Brasil.
Fonte: Acervo Pilar Gold, 2022.

No período entre os anos de 2000 e 2012, foram registrados 12.167 acidentes em minas subterrâneas no estado de Minas Gerais. O tipo de acidente

mais frequente foi causado por manobra de equipamento (26,0%), seguido de queda de blocos (18,0%), por trânsito de pessoas ou veículos (14,0%), deslizamento de terra (10,0%), (Candia, 2018).

Diversos trabalhos foram desenvolvidos para compreender melhor os mecanismos de queda de blocos em galerias. Palei e Das (2008) estudaram cinco minas subterrâneas na Índia, onde procuraram estabelecer a confiabilidade dos suportes utilizando a simulação de Monte Carlo. Phillipson (2003) pesquisou a relação entre condições geológicas e queda de blocos em mina subterrânea de carvão. Em que os problemas de queda de blocos são associados a descontinuidades de pequena escala, com planos suaves e altamente polidos.

De acordo com Hoek *et al.* (2000), as instabilidades geotécnicas na construção de obras subterrâneas em rocha podem ser agrupadas em duas categorias: instabilidades controladas estruturalmente (Figura 8), correspondentes a escavações ou minas de baixa profundidade; e instabilidades controladas pelo estado de tensões, presentes frequentemente em minas profundas.

As instabilidades controladas estruturalmente com baixo estado de tensão são definidas pelas descontinuidades presentes, formato da galeria e como as descontinuidades estão orientadas no plano. O tamanho dos blocos pode ser definido pelo espaçamento das descontinuidades e a persistência delas nas paredes e teto da galeria.

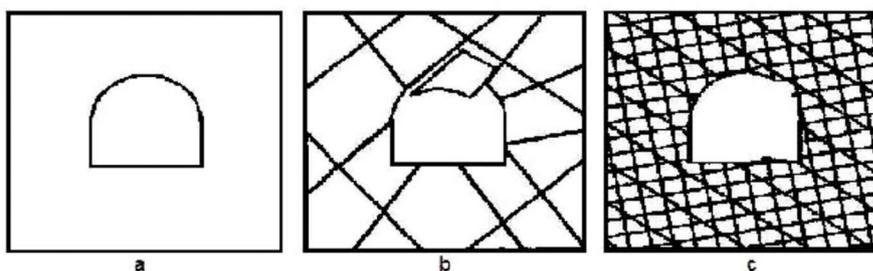


Figura 8 - Instabilidades controladas estruturalmente.
Adaptado de Hoek *et al.*, 2000.

Como resultado, a estabilidade das escavações subterrâneas é uma preocupação fundamental. Assim é imprescindível que estratégias de previsão de possíveis quedas de blocos sejam realizadas. A previsão dessas quedas de blocos pode ser realizada por meio de análises de equilíbrio limite determinísticas e/ou probabilísticas.

4.7 Análise determinística por equilíbrio-limite de queda de blocos em galerias.

Análises determinísticas são aquelas em que não são consideradas variabilidades dos parâmetros inerentes ao maciço rochoso. Neste tipo de análise, comumente são utilizados valores médios para características do maciço rochoso. Considerando uma abordagem cautelosa, o uso dos piores valores, que caracterizam um pior cenário, pode resultar em projetos excessivamente conservadores em questão de segurança e inadequados para questões de viabilidade econômica.

No geral os blocos formados em escavações apresentam forma tetraédrica. Os mesmos são formados pela interseção de um conjunto de descontinuidades tais como foliações, juntas, falhas e outros, juntamente com a abertura da escavação. No entanto, blocos prismáticos também podem ser formados, neste caso denominada cunha. Isso ocorrerá se dois planos de descontinuidades se interceptarem e a reta de interseção apresentar a mesma direção de mergulho da face da escavação (Goodman e Shi, 1985).

A análise de queda de blocos da mina subterrânea de Maria Lázara, objeto de estudo deste trabalho de conclusão de curso, é atualmente avaliada pelo método de Equilíbrio Limite, por meio da teoria de blocos-chave de Goodman e Shi (1985).

A análise baseia-se na avaliação das forças resultantes atuantes nos blocos instáveis segundo Equação 3 (Hoek *et al.* 1995, Unwedge 2022).

$$FS = \frac{\text{Forças Resistivas}}{\text{Forças deslocantes}} \quad (3)$$

4.7.1 Teoria do bloco chave

Goodman e Shi (1985) propuseram a teoria dos blocos-chave (*Key Blocks*), em que o objetivo é analisar geometricamente os diferentes tipos de blocos que

possam ser formados em galerias, considerando as descontinuidades presentes no maciço rochoso. Além disso, são analisadas as condições de estabilidade desses possíveis blocos. A Figura 9 apresenta cinco exemplos de tipos de bloco chave.

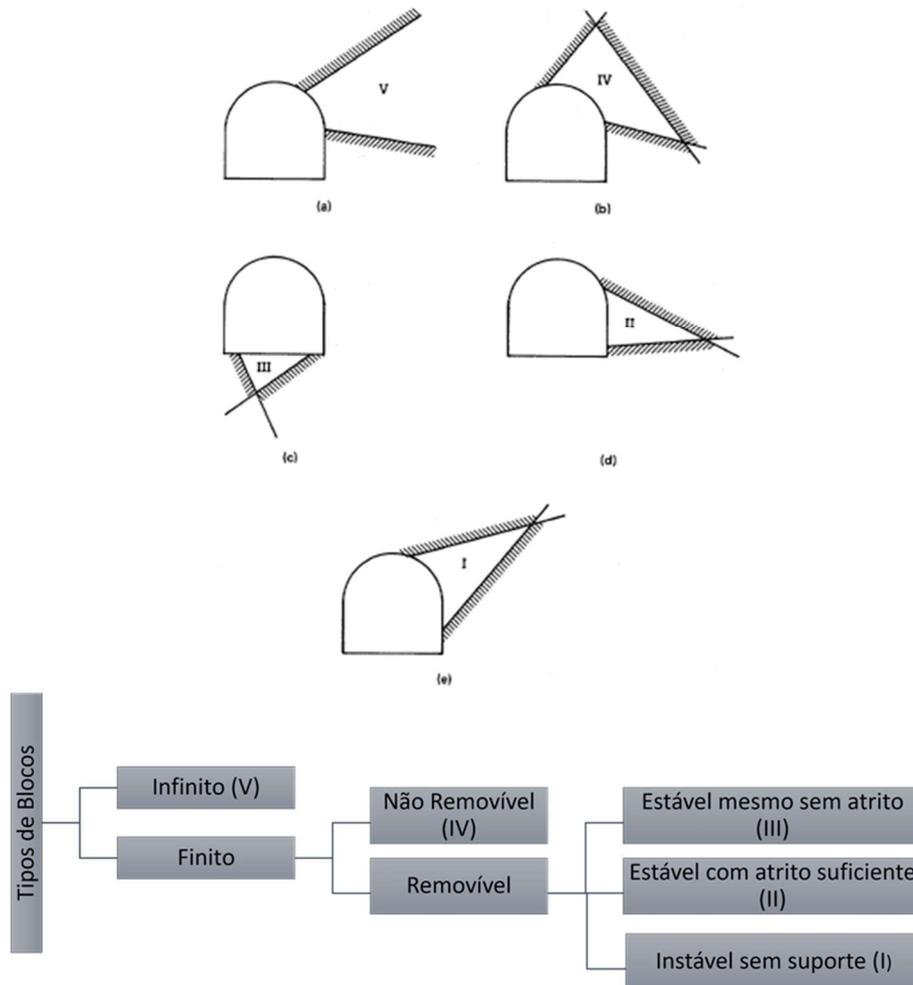


Figura 9 - Exemplo de tipos de blocos.
Adaptado de Goodman e Shi, 1985.

4.7.2 Método de equilíbrio limite

O método de equilíbrio limite consiste em uma análise determinística em que o resultado é um valor numérico chamado fator de segurança, que é calculado para cada um dos blocos potencialmente instáveis definido pela teoria dos blocos. Levando em consideração as forças deslocantes e resistentes atuantes sobre o corpo. Como forças deslocantes entendem-se as forças ativas que tendem a iniciar movimento no bloco, que podem ser força peso, pressão de

água e tensão do maciço. As forças resistentes são aquelas cuja ação auxilia na estabilidade no bloco, tais como ângulo de atrito e coesão das descontinuidades e o suporte ativo, como tirantes.

O método tem a vantagem de calcular o valor do FS de forma direta e requer um baixo custo computacional, porém não leva em consideração o estado de tensão e deformação dos blocos.

A estabilidade dos blocos pode ser calculada com o uso do programa *Unwedge*, da RocScience. Em que o cálculo do fator de segurança é obtido considerando três fatores separados e a resultante é o maior valor entre os FS de queda, FS não suportado e FS suportado.

O fator de segurança de queda assume que apenas o suporte passivo e a resistência à tração atuam para resistir ao movimento, sem incorporar nenhuma influência da resistência ao cisalhamento e direção de falha. A Equação 4 define o FS_q para queda do bloco.

$$FS_q = \frac{-P.\hat{s} + \sum_{i=1}^3 (J_i^u + T_i)}{A.\hat{s}} \quad (4)$$

Onde:

FS_q é o fator de segurança de queda;

P é o vetor de força passiva resultante;

A é o vetor de força ativa resultante;

T_i é a magnitude da força de resistência devido à resistência à tração da i^a junta.

O fator de segurança não suportado FS_u assume que a resistência ao cisalhamento atua para resistir ao movimento e nenhuma força de suporte passiva é utilizada. A resistência ao cisalhamento é calculada apenas com base nas forças normais do vetor de força ativo como mostrado na Equação 5.

$$FS_u = \frac{\sum_{i=1}^3 (J_i^u + T_i)}{A.\hat{s}} \quad (5)$$

Onde:

FS_u é o fator de segurança não suportado;

Ji_u é a magnitude da força de resistência devido à resistência ao cisalhamento não suportada da i^a junta;

T_i é a magnitude da força de resistência devido à resistência à tração da i^a junta;

A é o vetor de força ativa resultante;

\hat{s} é a direção de deslizamento.

O fator de Segurança suportado FS_s assume que as forças de suporte passivas e a resistência ao cisalhamento atuam para resistir ao movimento, como apresentado na Equação 6.

$$FS_s = \frac{-P \cdot \hat{s} + \sum_{i=1}^n (Ji_u + T_i)}{A \cdot \hat{s}} \quad (6)$$

Em que:

FS_s é o fator de segurança suportado;

Ji_s é a magnitude da força de resistência devido à resistência ao cisalhamento suportada da i^a junta;

T_i é a magnitude da força de resistência devido à resistência à tração da i^a junta;

P é o vetor de força passiva resultante;

A é o vetor de força ativa resultante.

\hat{s} é a direção de deslizamento

Para realizar o cálculo do fator de segurança de blocos, seis passos devem ser realizados:

1. Determinar a geometria da cunha usando a teoria dos blocos (Goodman e Shi, 1985).

2. Determine todas as forças individuais que atuam na cunha e, em seguida, calcular os vetores de força ativa e passiva resultantes para a cunha.

3. Determinar a direção de deslizamento da cunha.

4. Determinar as forças normais em cada plano da cunha.

5. Calcular as forças de resistência devido à resistência ao cisalhamento da junta e à resistência à tração (se aplicável).

6. Calcular o fator de segurança.

4.7.3 Forças da cunha

4.7.3.1 Forças de deslocamento da cunha

A resultante das forças deslocantes (A) é definida pela soma vetorial mostrada na Equação 7.

$$A = W + C + X + U + E \quad (7)$$

Onde:

W = Vetor da força peso da cunha;

C = Vetor do peso do suporte de face (concreto projetado);

X = Vetor da força de pressão ativa;

U = Vetor da pressão de água;

E = Vetor da força sísmica.

,

O vetor da força peso da cunha (W) é dado pela Equação 8.

$$W = (\gamma_r * V) \hat{g} \quad (8)$$

Em que:

γ_r é o peso unitário da rocha;

V é o volume da cunha;

\hat{g} é a direção da gravidade.

O vetor do peso do concreto projetado (C) é dado pela Equação 9.

$$C = (\gamma_r * t a_e) \hat{g} \quad (9)$$

Em que:

γ_s é o peso unitário do concreto projetado;

t é a espessura do concreto projetado;

a_e é a área da superfície da cunha na face de escavação;

\hat{g} é a direção da gravidade.

Vetor da força de pressão ativa (X) é dado pela Equação 10.

$$X = \sum_{i:1}^n p_i * a_i * \hat{n}_i \quad (10)$$

Em que:

n é o número de polígonos que compõem a face da cunha de escavação;

p_i é a pressão no i^o polígono que compõe a face da cunha de escavação;

a_i é a área do i^o polígono;

\hat{n}_i é a normal externa (fora da escavação) do i th polígono.

O vetor da pressão de água constante em cada junta (U) é dado pela Equação 11.

$$U = \sum_{i=1}^3 u_i a_i \hat{n}_i \quad (11)$$

Em que:

U é o vetor resultante da força da água;

u_i é a pressão da água na i^a face da junta;

a_i é a área da i^a face da junta;

\hat{n}_i é a normal interna (em cunha) da i^a face da junta.

O vetor da força sísmica é dado pela Equação 12.

$$E = (k\gamma_r V) \cdot \hat{e} \quad (12)$$

Em que:

E é o vetor de força sísmica;

k é o coeficiente sísmico;

γ_r é o peso específico da rocha;

V é o volume da cunha;

\hat{e} é a direção da força sísmica.

4.7.3.2 Vetor resultante de forças passivas

A resultante das forças passivas (P) provenientes da contenção aplicada é definida pela soma vetorial mostrada na Equação 13.

$$P = H + Y + B \quad (13)$$

Em que:

H = Vetor de resistência ao cisalhamento do concreto;

Y = Vetor da força de pressão passiva;

B = Vetor da força de tracionamento dos tirantes.

O vetor de Força de Pressão (Y) é dado pela Equação 14.

A força de pressão é aplicada com a opção Pressão no menu Suporte e pode ser definida como ativa ou passiva.

$$Y = \sum_{i=1}^n p_i a_i \hat{n}_i \quad (14)$$

Em que:

Y é o vetor de força de pressão passiva resultante;

n é o número de polígonos que compõem a face da cunha de escavação;
 p_i é a pressão no i^o polígono que compõe a face da cunha de escavação;
 a_i é a área do i^o polígono;
 \hat{n}_i é a normal externa (fora da escavação) do i th polígono.

Vetor de força de tracionamento dos tirantes é dado pela Equação 15.

$$B = \sum_{i=1}^n c_i \hat{e}_i \quad (15)$$

Em que:

B é o vetor passivo da força do tirante;

c_i é a capacidade do i^o tirante;

\hat{e}_i é o vetor de direção unitária do i^o tirante.

4.7.3.3 Direção de deslizamento

O cálculo da direção de deslizamento é baseado no método apresentado no capítulo 9 da “Teoria dos Blocos e sua aplicação à engenharia de rochas”, de Goodman e Shi (1985).

A direção de deslizamento é calculada considerando apenas as forças ativas. Forças passivas não são utilizadas pois não influenciam a direção de deslizamento.

Para um tetraedro existem 7 direções possíveis (s^0 , s^1 , s^2 , s^3 , s^{12} , s^{13} , s^{23}). Estes representam os modos de: queda/levantamento (s^0), deslizamento em um único plano de articulação (s^1 , s^2 , s^3), ou deslizamento ao longo da linha de interseção de dois planos de articulação (s^{12} , s^{13} , s^{23}).

4.7.3.4 Resistência ao cisalhamento e à tração

A resistência de cisalhamento é calculada com base na tensão normal que atua em cada plano de descontinuidade, ver Equação 16.

$$\sigma_{ni} = \frac{N_i}{a_i} \quad (16)$$

Onde:

σ_{ni} é a tensão normal na i^a junta;

N_i é a força normal na i^a junta;

a_i é a área da i^a junta.

O cálculo da resistência de cisalhamento é definido pelo critério de Barton-Bandis (1990) para maciço rochoso conforme apresentado na Equação 17.

$$\tau_i = \sigma_{ni} \tan [JRC_i \cdot \log 10 \left(\frac{JCS_i}{\sigma_{ni}} \right) + \phi_{ri}] \quad (17)$$

Em que:

τ_i é a resistência ao cisalhamento da i^a junta;

JRC_i é o coeficiente de rugosidade da junta da i^a junta;

JCS_i é a resistência à compressão da junta da i^a junta;

σ_{ni} é a tensão normal na i^a junta;

ϕ_{ri} é o ângulo de atrito residual da i^a junta.

O cálculo da força de resistência devido à resistência ao cisalhamento é realizado por meio da Equação 18, onde a força atua na direção oposta à direção de deslizamento (deformação).

$$J_i = \tau_i a_i \cos \theta_i \quad (18)$$

Em que:

J_i é a magnitude da força de resistência devido à resistência ao cisalhamento da i^a junta;

τ_i é a resistência ao cisalhamento da i^a junta;

a_i é a área da i^a junta;

θ_i é o ângulo entre a direção de deslizamento e a i^a junta.

4.8 Análise Probabilística

Devido às incertezas envolvidas nos projetos de engenharia de rochas, os métodos baseados em conceitos de probabilidade têm preferência sobre os métodos determinísticos (Johansson *et al.*, 2016). A razão é que os métodos probabilísticos levam em consideração a variabilidade intrínseca apresentada por maciços rochosos, incertezas das metodologias de cálculo e até dos processos construtivos, entre outros processos relacionados ao projeto e à construção de um empreendimento de engenharia.

Segundo Baecher e Christian (2003), uma abordagem probabilística auxilia no entendimento do mundo, uma vez que os fenômenos da natureza não podem ser completamente entendidos pela capacidade humana.

Os dados de engenharia sobre as propriedades do maciço rochoso são geralmente dispersos. Métodos probabilísticos são úteis para resumir essa dispersão para que uma melhor compreensão dos dados - e das incertezas correspondentes.

4.8.1 Variáveis aleatórias

Variável aleatória é uma função matemática que associa números reais aos resultados de um espaço amostral, por sua vez vinculado a um experimento aleatório, Barbetta, Reis e Bornia (2004).

Segundo Kottegoda & Rosso (1997) variável aleatória, é aquela que apresenta valores imprevisíveis, incertos ou indeterminados. Portanto, uma variável aleatória pode ser visualizada, então, como uma função definida no espaço amostral de um evento onde existe um valor numérico correspondente a cada resultado possível de ocorrer.

4.8.2 Medidas de tendência central

Medidas de tendência central são valores que tentam descrever um conjunto de dados identificando o valor central desse conjunto de dados. Diante de uma distribuição de frequência, faz-se necessário dispor de um número que indique onde está a tendência central, ou, então, o valor mais capaz de representar os demais. A seguir, serão descritas as medidas de tendência central mais utilizadas: a média e mediana.

4.8.2.1 Média

A média (\bar{X}) é a medida de tendência central mais utilizada. Ela é calculada somando todas as observações de um conjunto de dados e dividindo pelo número total de observações realizadas. É definida pela Equação 19.

$$\bar{X} = \frac{\sum_{i=1}^n X_i}{n} \quad (19)$$

Em que:

\bar{X} : Média dos valores;

X_i : Valores das observações;

n : Número de observações.

4.8.2.2 Mediana

A mediana é o termo central de uma distribuição ordenada, o qual apresenta o mesmo número de valores abaixo e acima desse valor.

Ao contrário da média a mediana não é influenciada por qualquer observação extrema realizada em um conjunto de dados. A posição da mediana pode ser definida pela Equação 20.

$$M = \frac{n+1}{2} \quad (20)$$

Em que:

M: Posição da mediana dos dados;

n: Número de dados ordenados.

4.8.3 Medidas de variabilidade

As medidas de tendência central dão uma ideia da concentração dos dados em torno de um valor. Entretanto, é preciso também conhecer suas características de espalhamento ou dispersão dos dados. Os conjuntos de dados podem se encontrar com mesmas médias e medianas, porém podem divergir bastante em termos de variabilidade. A seguir serão apresentadas as medidas de variabilidade, a variância e o desvio padrão.

4.8.3.1 Variância

A variância (S) é determinada pela média dos quadrados das diferenças entre cada uma das observações e a média aritmética da amostra. Para uma amostra contendo n observações $X_1, X_2, X_3, \dots, X_n$. O cálculo é feito com base na Equação 21.

$$S = \frac{(X_1 - \bar{X})^2 + (X_2 - \bar{X})^2 + \dots + (X_n - \bar{X})^2}{n - 1} \quad (21)$$

4.8.3.2 Desvio padrão

O desvio padrão é definido pela raiz quadrada da variância. Desta forma, a unidade de medida do desvio padrão será a mesma da unidade de medida dos dados, o que não acontece com a variância. Definido pela Equação 22.

$$\sigma = \sqrt{S} \quad (22)$$

4.8.4 Curvas de densidade de probabilidade

Para uma variável aleatória contínua, a função utilizada para representar a distribuição de probabilidade de uma variável x é a função densidade de probabilidade $f(x)$. Esta função descreve a forma da curva de distribuição da probabilidade de ocorrência de cada valor da variável aleatória contínua.

Há várias distribuições de probabilidade que representam fenômenos naturais aleatórios. As variáveis discretas podem ser representadas pelas funções densidade de probabilidade Bernoulli, Binomial, Geométrica, Binomial Negativa, Poisson, Exponencial e Gama. Para as variáveis contínuas tem-se as funções de densidade de probabilidade, que podem ser, principalmente: Exponencial, Gama, Uniforme, Weibull, Rayleigh, Normal e Log-normal. Dentre as várias distribuições probabilísticas as principais utilizadas em geotecnia são a normal e a log-normal, dada as características encontradas no maciço rochoso (Flores, 2008).

4.8.4.1 Distribuição normal

Uma variável aleatória X segue uma distribuição normal (ou gaussiana) se a sua função de densidade de probabilidade possui a forma apresentada na figura 10. A Equação 23 apresenta a função da distribuição normal.

$$f(x) = \frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} \exp\left[-\frac{1}{2}\left(\frac{x-\mu}{\sigma}\right)^2\right] \quad (23)$$

onde,

x : variável aleatória associada: $-\infty < x < \infty$;

μ : média;

σ : desvio padrão.

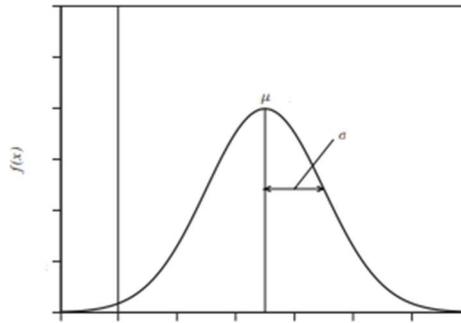


Figura 10 – Curva típica de distribuição normal.

Essa distribuição possui várias propriedades teóricas importantes, a saber:

1. A distribuição é simétrica em torno de um valor médio (μ);
2. Suas medidas de tendência central (média, mediana, moda) são iguais;
3. Seu ponto de máximo, ou moda, ocorre no ponto de média (μ);
4. Os pontos de inflexão da função $f(x)$ ocorrem para $x = \mu \pm \sigma$.

Fenton & Griffiths (2008), definem que qualquer distribuição normal pode ser padronizada, de forma que no processo de padronização dos valores da variável aleatória (X), os parâmetros se tornem média ($\mu=0$) e desvio padrão ($\sigma=1$). Essa abordagem é dada pela definição de uma nova variável aleatória Z , chamada de variável aleatória normal padronizada, obtida por meio da Equação 24.

$$Z = \frac{x - \mu}{\sigma} \quad (24)$$

4.8.4.2 Distribuição lognormal

A variável aleatória X é log-normalmente distribuída se $\ln(X)$ é normalmente distribuído. Se isso for verdade, então X tem função densidade de probabilidade como apresentado na Figura 11 e Equação (25).

$$f(x) = \frac{1}{x\sigma\sqrt{2\pi}} e^{\left[-\frac{1}{2}\left(\frac{\ln(x)-\mu}{\sigma}\right)^2\right]} \quad (25)$$

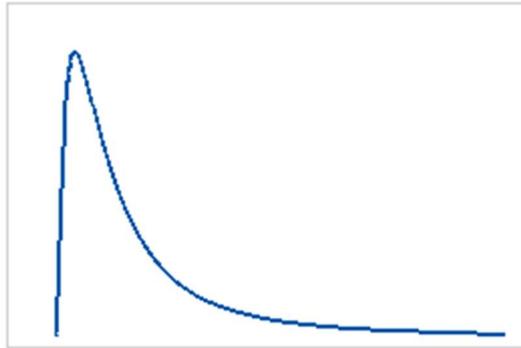


Figura 11 – Curva típica da distribuição lognormal.

Os valores de média e desvio padrão da distribuição lognormal são calculados pelas Equações 26 e 27.

$$\mu = e^{(\theta + \frac{\omega^2}{2})} \quad (26)$$

$$\delta^2 = e^{(2*\theta + \omega^2)} \quad (27)$$

Em que:

Θ é o valor local no histograma;

ω é o valor da escala no histograma.

4.8.5 Teste de normalidade

O teste de normalidade de Anderson-Darling é um teste estatístico utilizado para determinar se um conjunto de dados de uma dada variável aleatória, é proveniente de uma determinada distribuição de probabilidade.

As hipóteses para o teste Anderson-Darling são:

H_0 : os dados seguem uma distribuição específica;

H_1 : os dados não seguem uma distribuição específica.

Considerando 95% de confiança, se o valor-p do teste for menor que 0,05, a hipótese nula é rejeitada e conclui-se que os dados não seguem a distribuição especificada.

4.8.6 Métodos probabilísticos

Segundo Assis *et al.* (2012), métodos probabilísticos são aqueles que permitem avaliar a distribuição de probabilidades de uma variável dependente em função do conhecimento das distribuições estatísticas das variáveis independentes que a geram.

Baecher & Christian (2003), definem que são necessários dados estatísticos ou distribuição probabilística da propriedade estudada, sendo oportuno gerar uma sequência aleatória de valores que resultam em uma amostra de soluções, que podem ser tratadas estatisticamente.

Na literatura há inúmeros métodos probabilísticos, como FOSM (*first order, second moment*), método dos pontos de estimativa (*Rosenblueth*), Hipercubo latino, Monte Carlo, entre outros.

4.8.6.1 Método de Monte Carlo

O método Monte Carlo é um procedimento que visa simular processos por meio da seleção de um conjunto aleatório de dados de entrada para um modelo de análise em proporção às suas respectivas funções de densidade probabilísticas (Griffiths & Gordon, 2007).

A simulação de Monte Carlo deve ser usada quando soluções analíticas são ineficazes devido às suas idealizações, uma vez que o método aplica numerosas situações e analisa o comportamento final de todas elas (Ang & Tang, 1984).

O método de Monte Carlo, a partir das distribuições estatísticas (curvas densidade de probabilidade) das variáveis independentes, produz valores aleatórios, sendo que os valores possíveis devem ser uniformemente distribuídos e eles precisam ser estatisticamente independentes, ou seja, não pode haver uma tendência.

O método realiza repetidas simulações para conseguir a convergência da distribuição de probabilidade, gerando um conjunto amostral de resultados. Quando o número de simulações N tende ao infinito ($N \rightarrow \infty$), o conjunto de resultados deixa de ser amostral e passa a ser populacional, então, pode-se considerar uma solução “exata”.

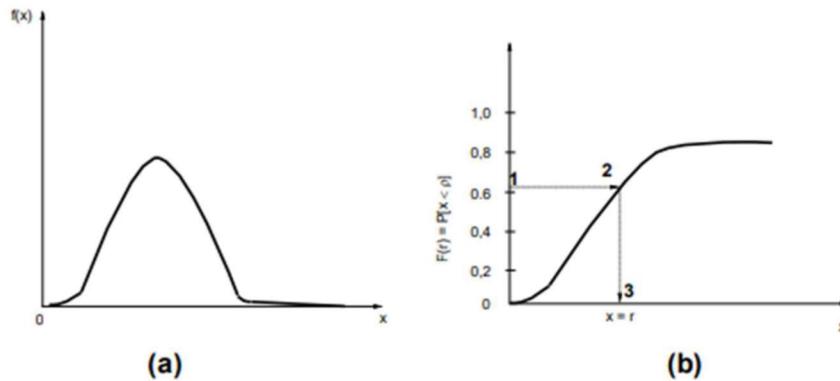


Figura 12 - Obtenção de números aleatórios por uma distribuição probabilística.

Para Garcia (2015) o método de Monte Carlo se mostra como o mais adequado para a estimativa de probabilidade de falha de blocos em obras subterrâneas pelas vantagens de robustez, precisão e eficiência.

4.8.7 Aplicações de análise de queda de bloco disponíveis na literatura

Soares *et. al* (2008) avaliaram a estabilidade de túneis viários em rochas sem revestimento utilizando uma abordagem probabilística e realizando o cálculo de confiabilidade dos métodos FOSM (*first order second moment*) e FORM (*first order reliability method*). O túnel pertence a estrada de ferro Vitória-Minas, com aproximadamente 1 km de extensão no estado do Espírito Santo. Ele se encontra em região onde predominam formações geológicas do Complexo Paraíba do Sul, constituída por paragneisses, micaxistos, quartzitos e anfibolitos.

Mapeamentos realizados no túnel mostram a presença de três famílias de descontinuidades interceptando a escavação, sendo uma caracterizada como foliação (condicionada pela orientação dos minerais de biotita) e outras duas famílias de juntas não persistentes (F1 e F2). Análise determinística realizada por

Soares *et. al.* (2008), utilizando parâmetros médios de mergulho, direção de mergulho, JRC, JCS e ângulo de atrito apresentado na Tabela 6 indicou um fator de segurança de 1,41.

Tabela 6 - Parâmetros médios das famílias de descontinuidades mapeadas-critério de Barton Bandis.

Família	Dip (°)	Dip Direction (°)	JRC	JCS (Mpa)	Φ_r (°)
Sn	47	109	10	63	25
F1	71	226	7	60	22
F2	78	325	7	59	24

Posteriormente, os autores realizaram análise probabilística por meio FOSM e FORM, que mostrou uma probabilidade de queda ocorrendo entre 10 e 30%, obtendo-se um FS de aproximadamente 1,4.

Soares *et. al.* (2008) concluíram que os índices de confiabilidade distintos entre os dois métodos estão atrelados a correlação imposta pelo JCS e ϕ_r , e que as variabilidades de características no maciço rochoso devem ser avaliadas a fim de atingir uma probabilidade de ruptura mínima aceitável.

Goodman e Shi (1985) desenvolveram analiticamente um método capaz de determinar a localização e o formato dos blocos potencialmente instáveis que possam existir em um maciço rochoso. Para isso, eles utilizaram a interseção de descontinuidades e a superfície da escavação, em que adotaram que as superfícies são perfeitamente planas, que os blocos definidos por sistema de faces de juntas são persistentes e rígidos, ou seja, não há deformação de blocos de rocha intacta. Warburton (1981) desenvolveu um método de análise vetorial da estabilidade do bloco. Parte do cálculo testa a configuração geométrica das faces fixas inicialmente em contato com o bloco para descobrir se elas permitem que ele se mova. Nesse caso o método determina a natureza e a direção do movimento e pode calcular um FS.

5 MATERIAIS E MÉTODOS

5.1 Mina de estudo

5.1.1 Localização e acessos

A mina em estudo, denominada Maria Lázara, está localizada a 263 km a norte de Goiânia, no município de Guarinos. Partindo de Goiânia, o acesso à área pode ser feito pelas rodovias: GO-080 até a BR-153, prosseguindo até o acesso à rodovia estadual GO-336 até Itapaci, posteriormente tomando a rodovia GO-154 até Pilar de Goiás, e por fim acessando pela GO-439 por 15 km sentido Guarinos, o acesso é feito por uma estrada vicinal à esquerda até a mina como apresentado na figura 13.

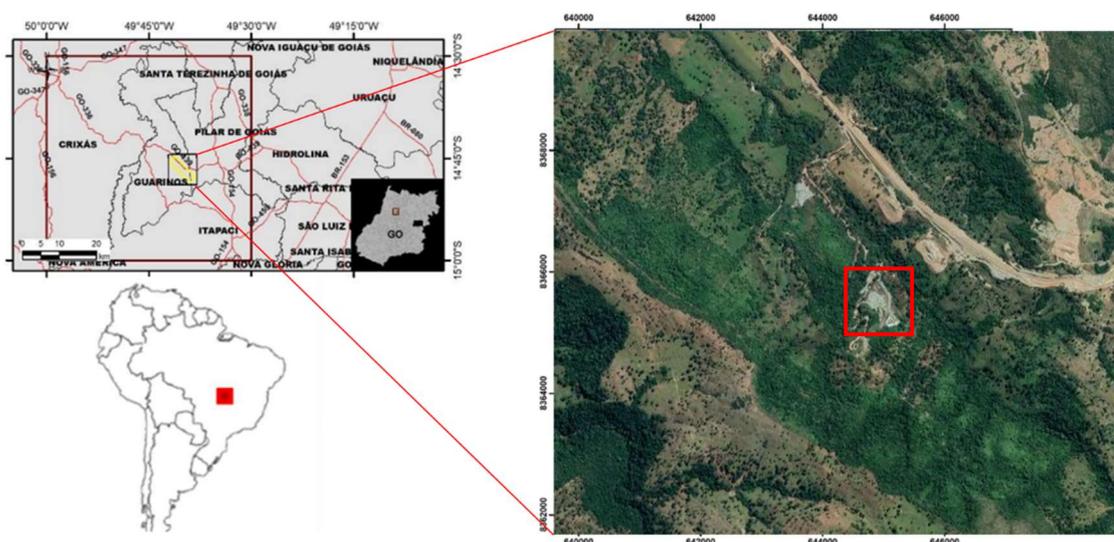


Figura 13 – Localização da área de estudo.

5.1.2 Geologia regional da mina em estudo

Os *Greenstone Belts* são depósitos do tipo orogênico epigenético, controlado estruturalmente devido a se desenvolver em terrenos metamórficos. Inserido na província de Tocantins (Almeida, 1977). Eles ocorrem em três faixas estreitas e alongadas orientadas segundo a direção NS, com cerca de aproximadamente 60 km de comprimento e 6 km de largura. Tem aproximadamente 300 m de espessura e é representado por rochas ultramáficas, como talco xisto foliado intercalado com formação ferrífera. A figura 14 apresenta o mapa geológico da mina em estudo.

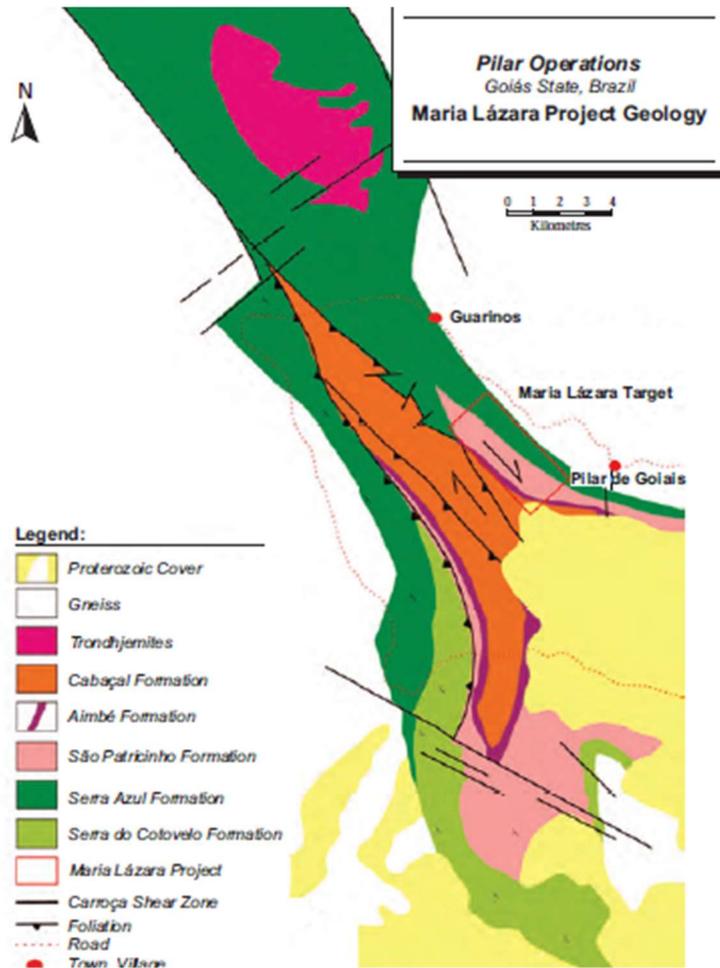


Figura 14 – Mapa geológico *Greenstone Belt* de Pilar de Goiás. (Jost & Oliveira, 2008)

5.1.3 Geologia local da mina em estudo

De acordo com Jost (2008), a formação Serra do Moinho possui aproximadamente 400 metros de espessura, constituída por filitos carbonosos, sericita-clorita filitos e intercalações finas de formação ferrífera (Figura 15).

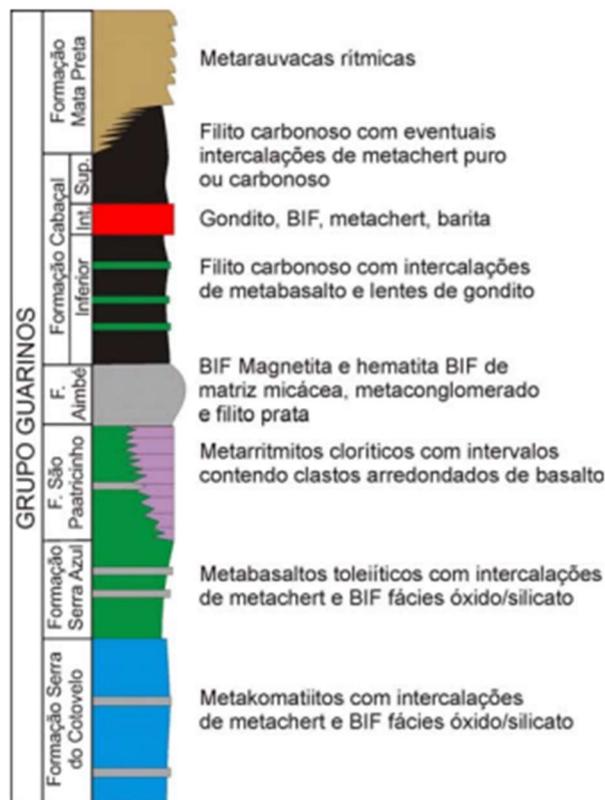


Figura 15 – Coluna estratigráfica do greenstone belt e Guarinos (Fonte: Jost *et al.*, 2011).

A zona mineralizada é uma extensa faixa de xistos intercalados com mergulho NW-SE. Localmente, a xistosidade apresenta direção de 230° e mergulho entre 40 e 45°.

A mina apresenta três zonas mineralizadas em forma de veios paralelos, separados verticalmente entre distâncias de 0,5 m e 20 m.

5.1.4 Método de lavra

A mina de Maria Lázara possui veios estreitos variando entre 1,5 e 3 metros com inclinação entre 40 e 45°. Considerando tais restrições geológicas o método de lavra que melhor se adequa ao corpo é o de realces em subníveis (Figura 16).

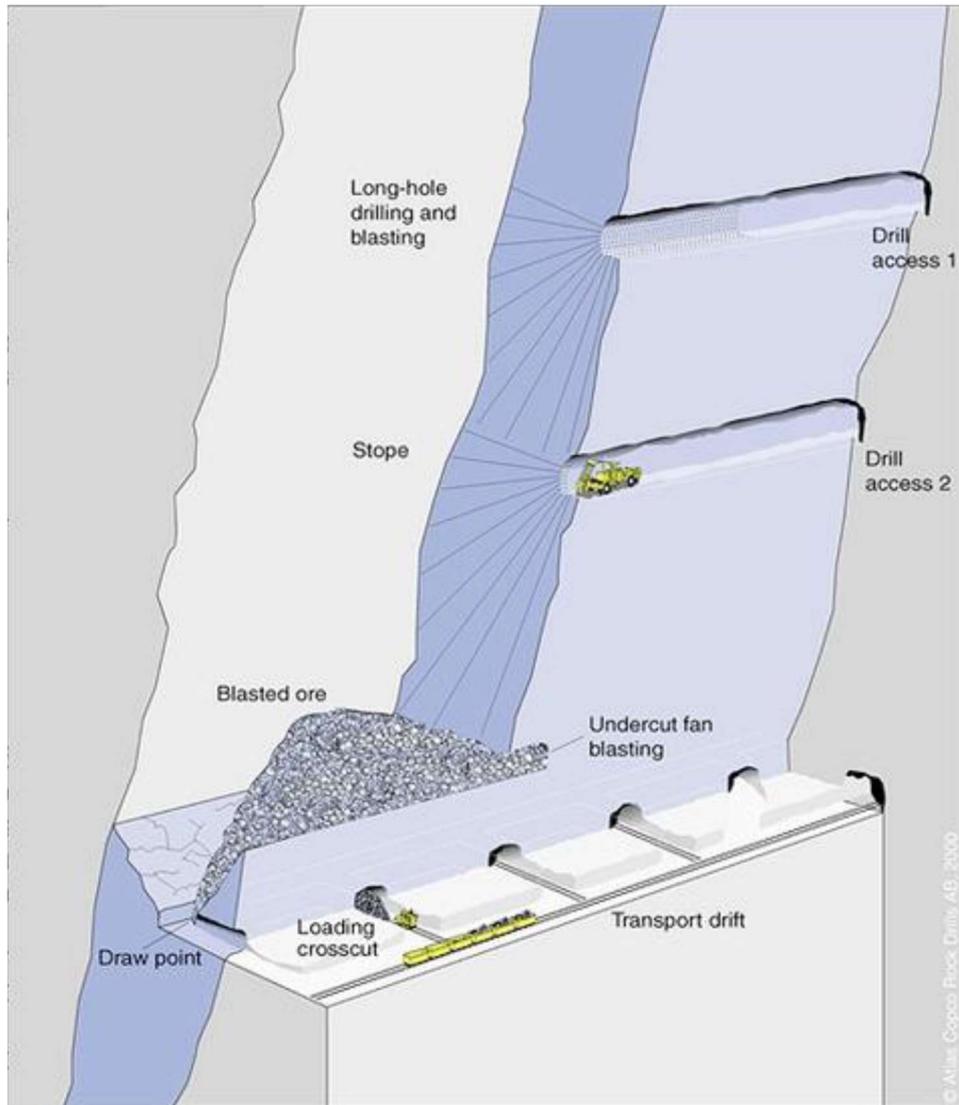


Figura 16 – Diagrama 3D de método de lavra por realces em subníveis.
(Adaptado de atlas copco, 2007)

5.1.5 Escavação estudada

O estudo de estabilidade de blocos foi realizado em uma galeria de produção, que ainda se encontra em desenvolvimento. Este tipo galeria é considerada escavação temporária e serve de acesso ao corpo mineralizado, a partir do qual são abertos os realces de lavra. A Figura 17 apresenta o formato da galeria em estudo e o desenho esquemático de sua seção transversal. O teto da escavação segue o mergulho da foliação para fornecer ao método mais seletividade, uma vez que o corpo mineralizado tem baixa espessura.

A galeria encontra-se com aproximadamente 200 metros de comprimento desenvolvidos, com azimute aproximado de 146°.

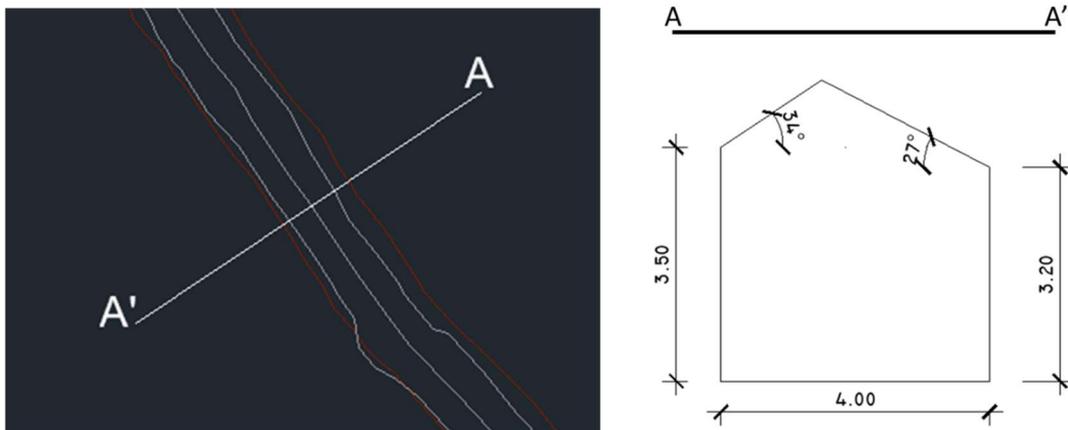


Figura 17 – Seção transversal de galeria em desenvolvimento.

5.2 Metodologia

Inicialmente foram estudados conceitos necessários para o entendimento do trabalho através de revisão bibliográfica sobre maciço rochoso e características das descontinuidades. Também foram apresentados conceitos de quedas de blocos em galerias por equilíbrio limite que são realizadas por análises determinísticas e conceitos de probabilidades para realizar análises probabilísticas.

As análises determinísticas e probabilísticas foram realizadas por meio de algoritmo presente no *software Unwedge* versão 5.010 da *Rocscience Inc.* que utiliza o método de equilíbrio limite para calcular o fator de segurança de cunhas. As cunhas são definidas pela teoria dos blocos chaves (Goodman e Shi 1985). Juntamente foi utilizado o *software Dips* Versão 8.08 da *Rocscience Inc.* para determinar a orientação das famílias de descontinuidades, informação necessária à análise de equilíbrio limite realizada no *Unwedge*.

A Figura 18 apresenta o fluxograma da metodologia aplicada no trabalho.

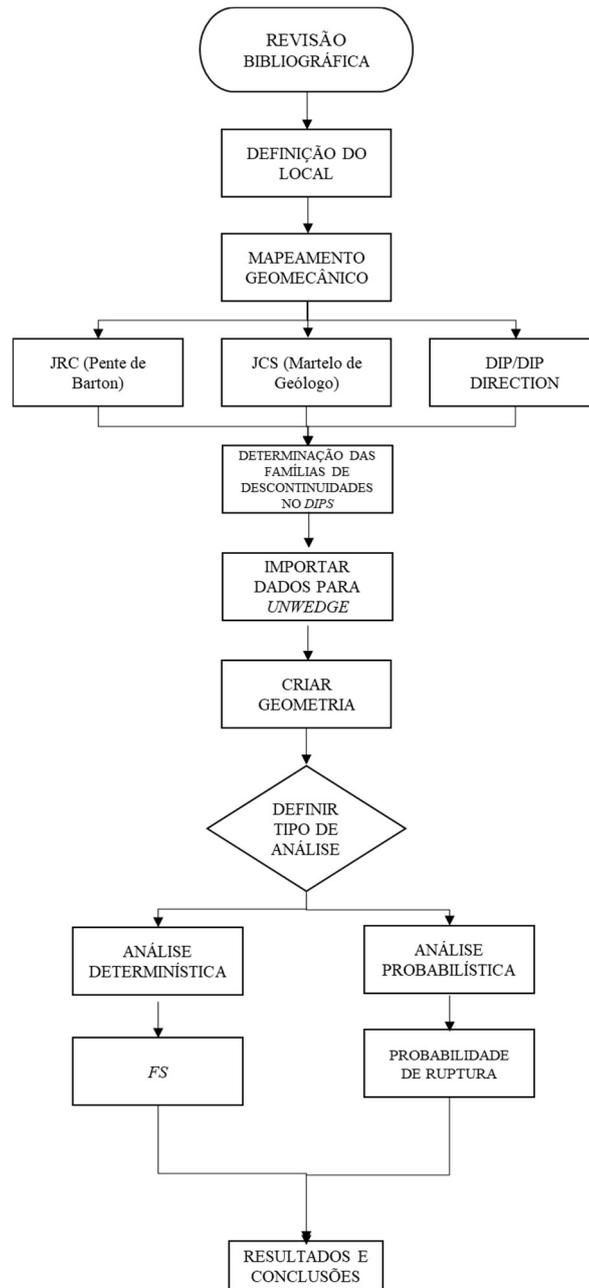


Figura 18 – Fluxograma de metodologia utilizada no trabalho.

5.2.1 Mapeamento geomecânico

De acordo com Renó *et al.* (2014), o mapeamento geomecânico tem o objetivo de obter as características das principais estruturas geotécnicas, e por consequência, conhecer a qualidade do maciço rochoso.

No presente trabalho, os mapeamentos foram realizados em toda extensão da galeria em trechos de cinco metros, onde foram obtidas as atitudes e

características das discontinuidades presentes no maciço rochoso necessárias para o estudo. Foram obtidas 167 medidas das atitudes de discontinuidades utilizando bússola Clar (Figura 19).



Figura 19 – Mapeamento geotécnico realizado. Onde linhas com traços e cores diferentes representam famílias de descontinuidades.

5.2.2 Teste do martelo de geólogo

Os testes foram realizados utilizando o martelo de geólogo, caneta riscarocha e tato. Posteriormente, o maciço foi classificado pelo grau de resistência de R_0 a R_6 , de acordo com características apresentadas conforme tabela 4 proposta pela ISRM (1981). A Figura 20 apresenta o teste de martelo de geólogo realizado em parede de uma descontinuidade.

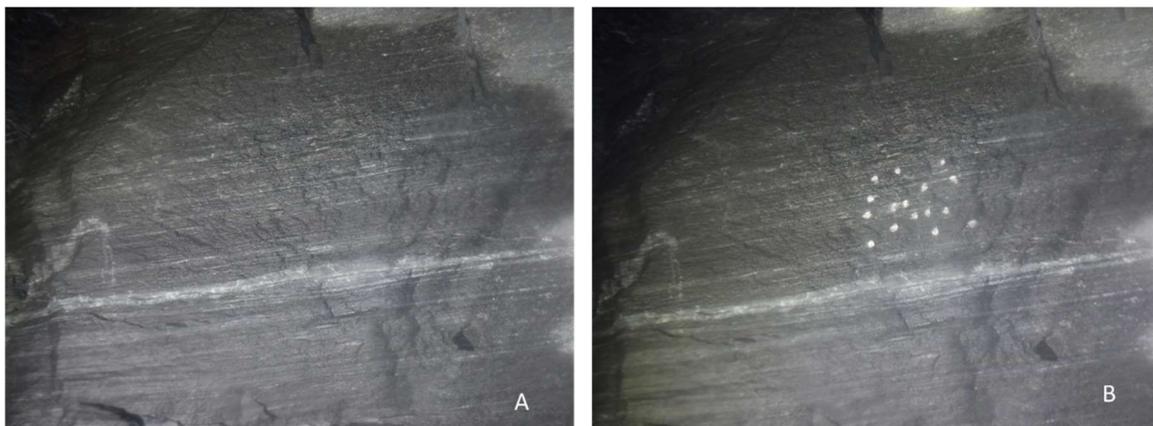


Figura 20 – A) Parede da descontinuidade em galeria. B) Teste de martelo de geólogo em plano da descontinuidade.

5.2.3 Parâmetros do critério de resistência de Barton - Bandis

Para obter os valores do parâmetro JRC, é necessário determinar o perfil de rugosidade das paredes das descontinuidades por meio de perfis de rugosidade padrão. Foram realizadas 167 medidas utilizando o pente de Barton de 15cm (Figura 21). Barton e Choubey (1977) apresentaram dez perfis de rugosidade, para a determinação de JRC com seus respectivos valores agrupados em intervalos de (0 a 2), (2 a 4) até (18 a 20), mostrados na figura 4.

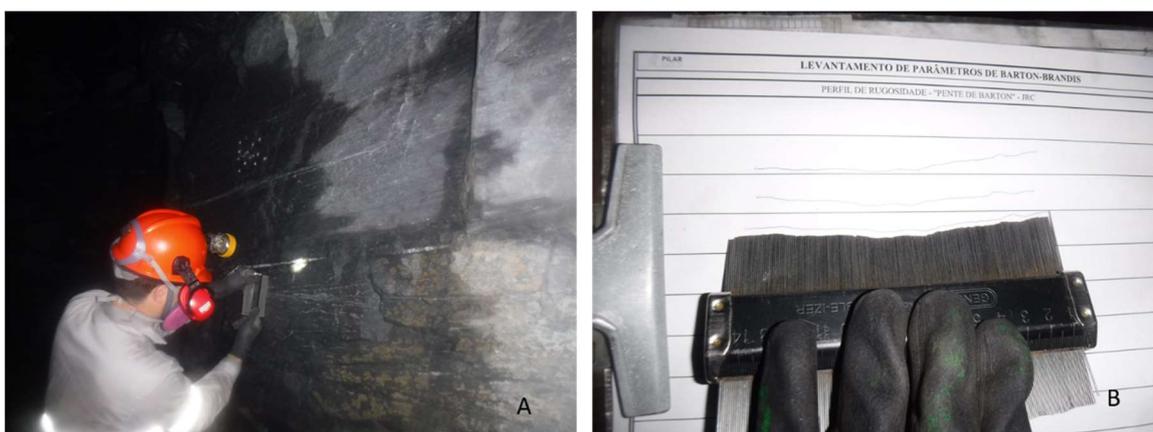


Figura 21 – A) Coleta de dados de JRC das descontinuidades utilizando o pente de Barton. B) Comparação com perfis existentes.

o JCS que consiste na resistência a compressão simples da parede da descontinuidade foi estimado pelo teste de martelo de geólogo, uma vez que o maciço rochoso das paredes da galeria estudada se encontra são.

5.2.4 Ângulo de atrito

O ângulo de atrito das descontinuidades foi estimado pelo valor de J_a encontrado na tabela 5 e pela equação 2 proposta por Barton e Choubey (1977).

5.2.5 Armazenamento dos dados

Os dados levantados em campo foram registrados em planilhas de campo (Anexo 1), e após transferidos para planilha em Excel, os dados foram separados por colunas. O arquivo contém o local do mapeamento, a orientação das descontinuidades, JRC, teste de martelo de geólogo, J_a e tipo de estrutura.

5.2.6 Análise determinística

Para realizar a análise determinística, inicialmente foram inseridos os dados de mergulho (*Dip*), direção de mergulho (*Dip Direction*) e JRC no *software* Dips. O *Software* possibilita que as descontinuidades sejam agrupadas formando assim famílias de descontinuidades (*sets*), em que os valores de mergulho e direção de mergulho definidos para cada família são os valores médios. Após definição das famílias utilizou-se o *software Unwedge* para realizar a análise determinística de queda de blocos. Valores médios de orientação e JRC foram utilizados. Valores médios de JCS e ângulo de atrito foram calibrados por meio de retroanálise.

5.2.7 Análise probabilística

A análise probabilística foi realizada pelo *Software Unwedge*, e definida como tipo de análise nas configurações do projeto. A distribuição de Fisher das descontinuidades, obtida por meio do *software Dips* foi importada para o *Unwedge*. A distribuição estatística do parâmetro JRC foi determinada e utilizada. Valores de JRC e ângulo de atrito médios obtidos por meio de retroanálise foram utilizados. A simulação utilizada foi a de Monte Carlo.

6 RESULTADOS E DISCUSSÕES

6.1 Determinação das atitudes médias das descontinuidades

Após a coleta das atitudes das descontinuidades, utilizando do *software Dips* (Figura 22), as famílias de descontinuidades foram obtidas. Foram verificadas quatro famílias de descontinuidades, sendo três famílias de juntas e uma família de foliação. As orientações médias são apresentadas na tabela 7.

Tabela 7 - Orientações médias das descontinuidades.

Famílias de descontinuidades	Atitude média
Foliação	44/234
Família 1	63/70
Família 2	89/341
Família 3	21/75

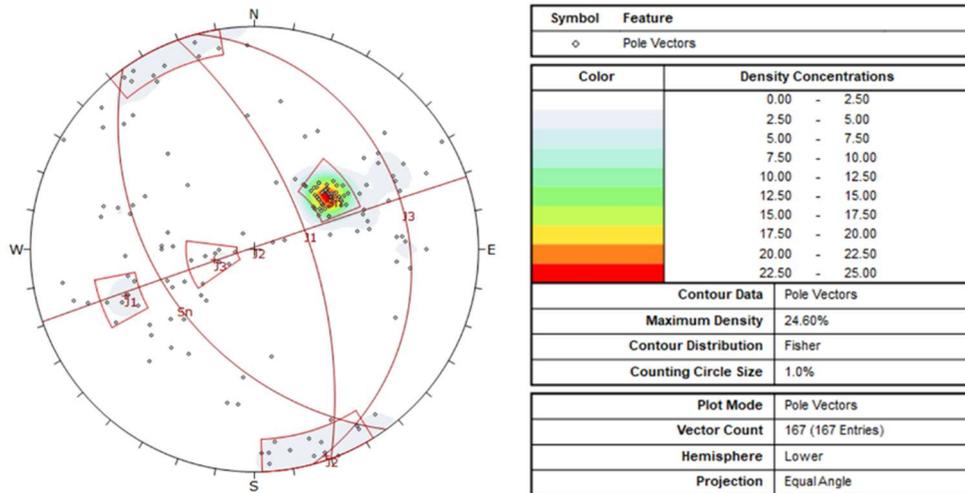


Figura 22 – Concentração dos polos para identificação das famílias de descontinuidades.

6.2 Rugosidade das descontinuidades

Os valores de JRC das descontinuidades que foram coletados utilizando o pente de Barton. Posteriormente, foram separados de acordo com as famílias de descontinuidades agrupadas pelo software *Dips*. Os valores médios de JRC para cada família são apresentados na Tabela 8.

Tabela 8 – Valores médios de JRC.

Famílias de descontinuidades	Valores de JRC
Foliação	3
Família 2	11
Família 3	11
Família 4	8,5

6.3 Ensaio de resistência com o martelo de geólogo

Os valores de JCS foram estimados utilizando-se o martelo de geólogo, risca-rocha e tato, com base na Tabela 4. Os resultados encontrados para as famílias de descontinuidades são apresentados na Tabela 9.

Tabela 9 – Resistência à compressão uniaxial estimada pelo martelo de geólogo.

Famílias de descontinuidades	Grau	Descrição	Resistência à compressão da rocha
Foliação	R5	Rocha	100 a 250 MPa
Família 1	R5	Muito	100 a 250 MPa
Família 2	R5	Resistente	100 a 250 MPa
Família 3	R5		100 a 250 MPa

As descontinuidades apresentam elevada resistência ao serem golpeadas com martelo de geólogo, sendo necessário vários golpes para ser fragmentado e os fragmentos possuem bordas cortantes.

6.4 Ângulo de atrito das descontinuidades

Os valores do ângulo de atrito residual das descontinuidades foram estimados através da Equação 2, proposta por Barton e Choubey (1977).

As descontinuidades estão presentes em rochas inalteradas, denominada rocha sã, por essa razão os valores dos rebotes do martelo de Schmidt sobre a superfície da rocha sã e sobre a parede da junta em estado natural não irá apresentar variação, uma vez que as características são as mesmas, isso determina que a relação r/R resulta em valor 1.

Geralmente, quando a parede da descontinuidade está alterada, o ângulo de atrito residual é menor que ângulo de atrito básico. Como as paredes da galeria estudada não apresentam alteração, ϕ_r é igual a ϕ_b .

O valor do ângulo de atrito básico foi estimado utilizando a alteração presente nas descontinuidades, de acordo com a Tabela 5. Os valores de ângulo de atrito residual encontrados para rocha sem alteração ($J_a = 1$) são apresentados na Tabela 10.

Tabela 10 – Ângulo de atrito básico estimado pela alteração das descontinuidades.

Famílias de descontinuidades	Ângulo de atrito
Foliação	25° - 30°
Família 2	25° - 30°
Família 3	25° - 30°
Família 4	25° - 30°

6.5 Retroanálises

A retroanálise de uma queda de bloco que já ocorreu na galeria foi realizada com a finalidade de encontrar dentro a faixa estimada para os parâmetros de JCS e ângulo de atrito, o valor mais representativo para as descontinuidades que compõe o maciço rochoso.

A galeria em estudo apresentou queda de bloco (Figura 23), em que os valores de JRC e atitudes das descontinuidades foram obtidos da cicatriz resultante, podendo assim estimar o valor de JCS e ângulo de atrito.

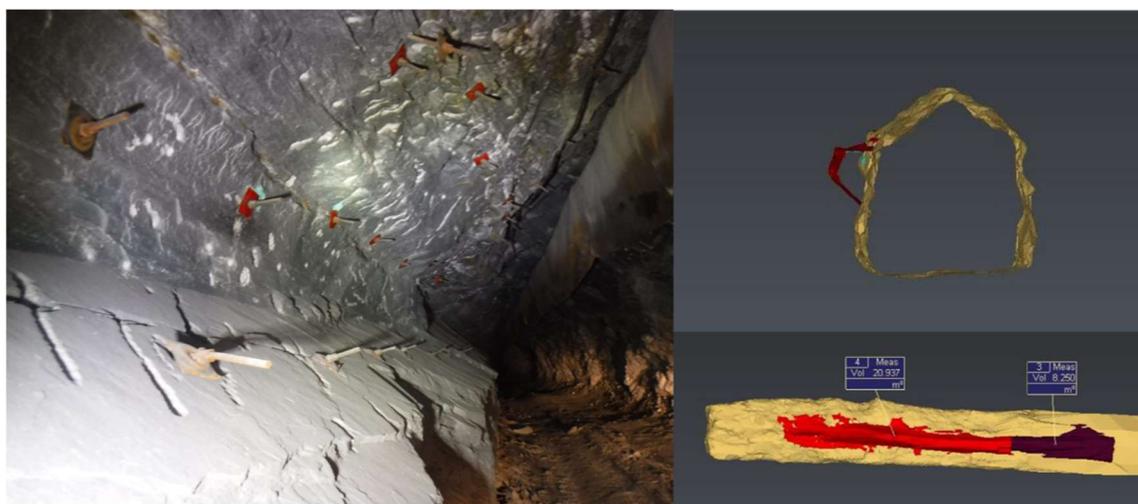


Figura 23 – A) Cicatriz de queda de bloco na lateral da galeria em estudo. Mina Maria Lázara. B) Escaneamento da galeria após queda de bloco.

As análises foram realizadas com valores de azimute da galeria a 146°, 20 metros de comprimento, FS igual a 1 e peso específico da rocha de 0,027MN/m³.

6.5.1 Definição dos valores de JCS e ângulo de atrito

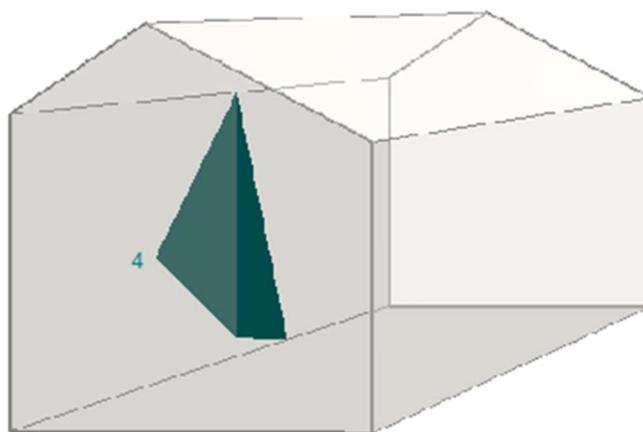
Inicialmente foi realizada uma análise de estabilidade com os valores médios de JRC, atitudes das descontinuidades que delimitam o bloco, menor valor de resistência estimado para JCS e menor ângulo de atrito, apresentados na Tabela 11.

Tabela 11 – Dados de entrada para análise cinemática.

Família de descontinuidade	Atitude das descontinuidades	JRC	JCS (Mpa)	Ângulo de atrito (°)
Foliação	44/234	3	100	25
Família 1	63/70	11	100	25
Família 2	89/341	11	100	25
Família 3	21/75	8.5	100	25

A análise retornou um Fator de Segurança de 0,78 (Figura 24). Isso, demonstra que os valores mínimos dos parâmetros utilizados na análise não são representativos para a descontinuidades, já que se busca um FS igual a 1.

Cunha lateral [4]
FS: 0.781



Volume: 4.4 m³; modo: deslizamento na junta 1

Figura 24 – Resultado de análise utilizando valores baixos de JCS e ângulo de atrito.

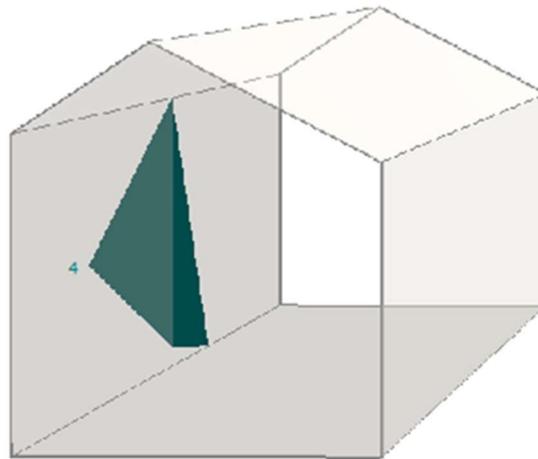
Posteriormente foi realizada análise em que também foram utilizados os valores médios de JRC, atitudes das descontinuidades que delimitam o bloco e os maiores valores de resistência estimados para JCS e ângulo de atrito, apresentados na Tabela 12.

Tabela 12 – Dados de entrada na análise cinemática.

Família de descontinuidade	Atitude das descontinuidades	JRC	JCS (Mpa)	Ângulo de atrito (°)
Foliação	44/234	3	250	30
Família 1	63/70	11	250	30
Família 2	89/341	11	250	30
Família 3	21/75	8.5	250	30

A análise retornou um valor de fator de segurança de 0,97 (Figura 25), demonstrando ainda que os valores encontrados não são representativos para as descontinuidades presentes na galeria em estudo.

Cunha lateral [4]
FS: 0.975



Volume: 4.4 m³; modo: deslizamento na junta 1

Figura 25 - Resultado de análise utilizando valores altos de JCS e ângulo de atrito.

Após realizadas análises variando os valores estimados de JCS e ângulo de atrito, que não resultaram em um FS igual a 1, realizou-se uma análise em que o valor de JCS foi fixado em 250 MPa, e o valor do ângulo de atrito foi variado, até que a análise resultasse em FS maior que 1. A Tabela 13 apresenta os valores dos parâmetros encontrados para a análise, onde foi obtido um cenário final.

Tabela 13 – Dados obtidos na análise cinemática final.

Família de descontinuidade	Atitude das descontinuidades	JRC	JCS (Mpa)	Ângulo de atrito (°)
Foliação	44/234	3	250	32
Família 1	63/70	11	250	35
Família 2	89/341	11	250	35
Família 3	21/75	8.5	250	35

Os valores apresentados na tabela 13 são representativos, pois o valor do ângulo de atrito tem correlação com a rugosidade presente nas paredes das descontinuidades, onde as famílias apresentam valores maiores que da foliação. Os dados obtidos na retroanálise, foram utilizados para realizar análise determinística e probabilística.

6.5.2 Análise determinística

A análise determinística foi realizada utilizando os parâmetros médios de orientação e propriedades das descontinuidades Figura 26. Os valores encontrados na Tabela 13 foram inseridos no *Software Unwedge*, utilizando o critério de ruptura de Barton-Bandis, resultando na análise apresentada pela Figura 27.

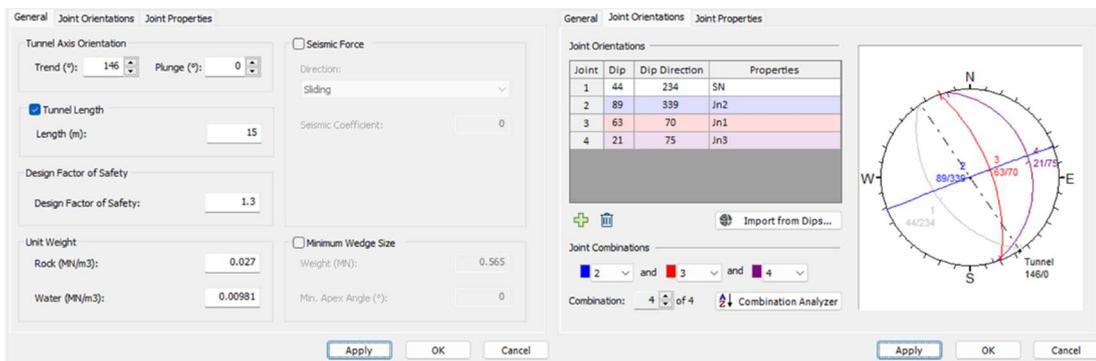


Figura 26 – Parâmetros de entrada para análise determinística.

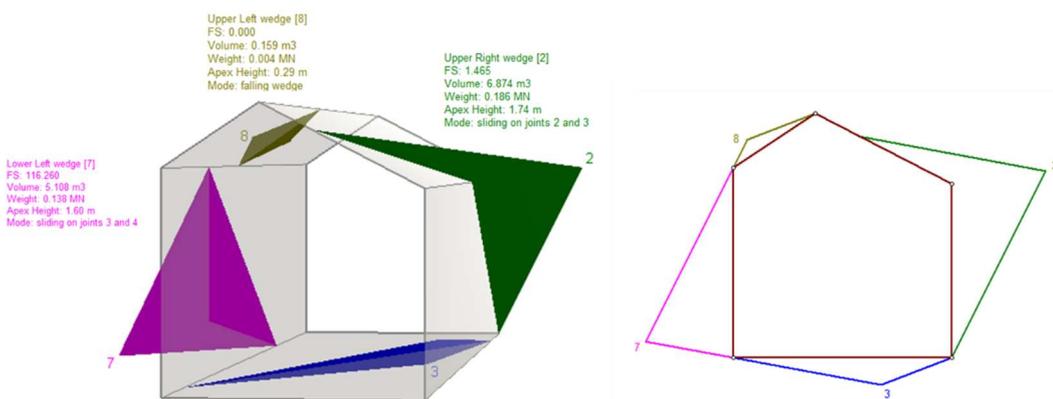


Figura 27 – Análise determinística de queda de blocos.

A análise determinística resultou em FS considerando a galeria estável para cunhas formadas na lateral com FS de 1,465 e 116,26 respectivamente,

estando dentro do FS de projeto (definido em 1,3), e instável (FS igual a 0) para a cunha formada no teto da galeria.

Após essa primeira análise, foi realizada a análise com sistema de suporte secundário. Foram utilizados tirantes de 2,4 m de comprimento instalados em malha de 1,5 x 1,5 metros com orientação perpendicular a abertura da galeria (Figura 29). As propriedades do tirante são apresentadas na Figura 28.

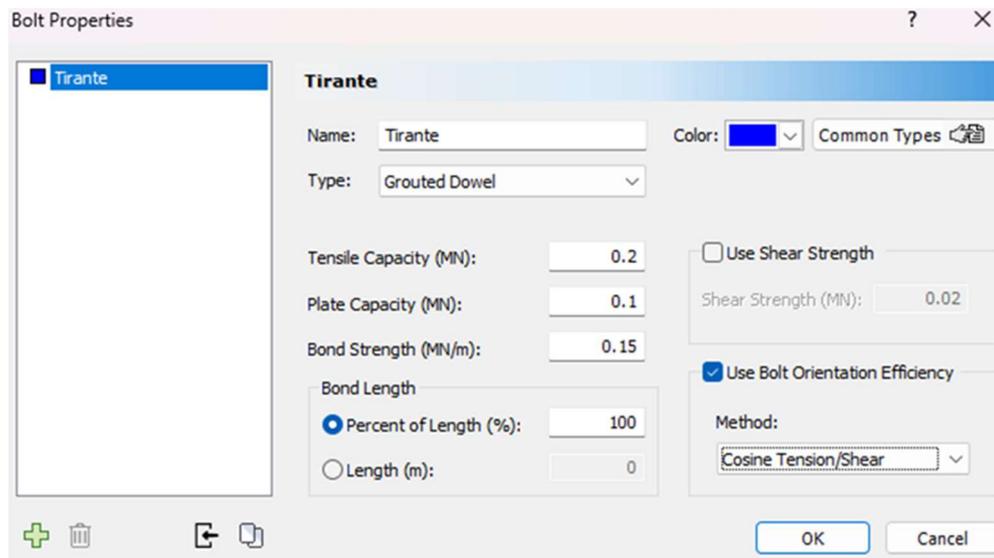


Figura 28 – Propriedades dos tirantes para análise.

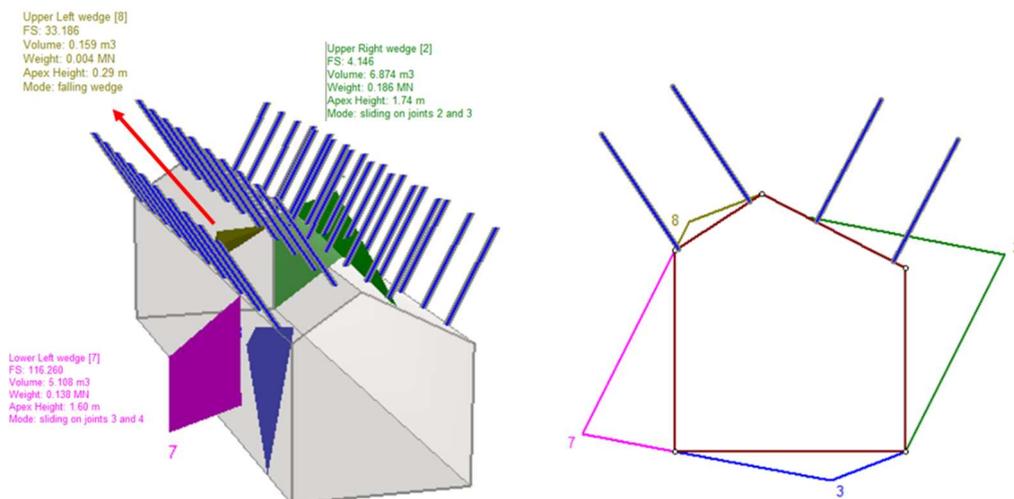


Figura 29 – Análise determinística com contenção secundária.

Por fim, considerando o sistema de suporte, a análise determinística resultou em FS considerados estáveis para todas as cunhas formadas na galeria após a instalação dos tirantes. Para as cunhas formadas no teto FS de 33,186 e 4,146 e para cunha formada na lateral FS de 116,260. Resultando em Fatores de

Segurança superiores a 1,3. Os valores elevados de FS obtidos, podem ser resultantes de cunhas pequenas ou do local onde a contenção foi instalada.

6.5.3 Análise probabilística

Para realização de análise probabilística é necessário conhecer as funções de distribuição para cada um dos parâmetros considerados como variáveis aleatórias. Para uma dada função de distribuição, são definidos o valor da média e desvio padrão, sendo realizado a partir delas o cálculo da probabilidade de queda. A informação introduzida permitirá a determinação do valor mais frequente de cada parâmetro, bem como as probabilidades de ocorrência no campo de possíveis valores que pode assumir.

As análises probabilísticas de queda de blocos em galeria foram realizadas pelo *Software Unwedge*, versão 5.0, com auxílio do *Software Dips*. As amostras são geradas pelo método de Monte Carlo.

6.5.3.1 Distribuição estatística de JRC

Para cada famílias de descontinuidades foram obtidos os histogramas da variável JRC, para definir qual a distribuição melhor a representa. Os histogramas foram gerados utilizando o *Software Minitab 20*, um programa que realiza análises estatísticas. No caso das atitudes das descontinuidades, a sua distribuição, considerando o método de Fisher, foi utilizada.

Os parâmetros JCS e ângulo de atrito foram estimados por meio de retroanálise, por esse motivo, esses parâmetros foram mantidos constantes na análise e a distribuição de probabilidade utilizada foi a distribuição uniforme, onde os dados se mantêm constantes.

Inicialmente foi realizado o teste de normalidade de Anderson-Darling para cada família de descontinuidade, a fim de determinar se os dados são normais.

As figuras 30 a 33 apresentam o resultado do teste de normalidade. Logo, o valor de JRC tem distribuição normal para as famílias F1, F2 e F3. O JRC da foliação não apresentou distribuição normal.

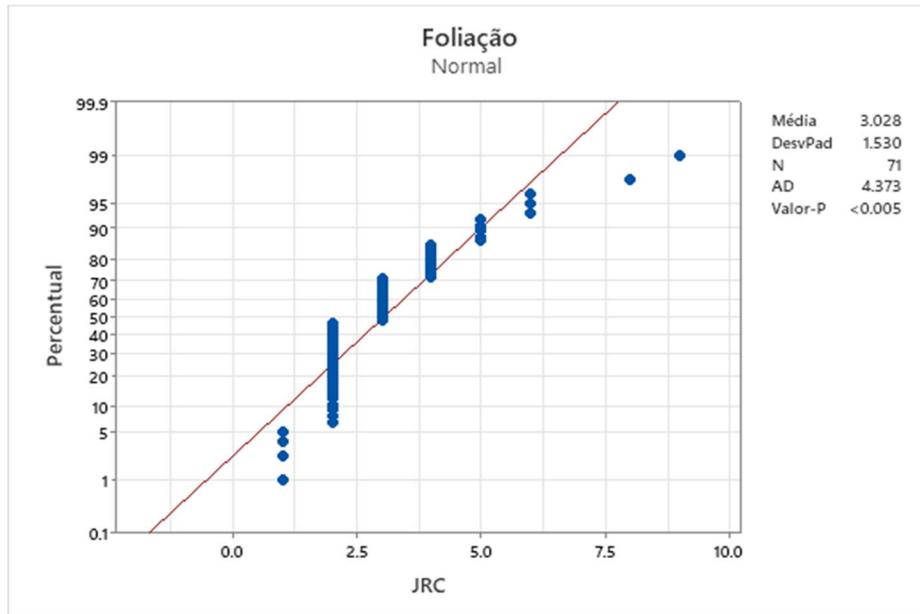


Figura 30 - Teste de normalidade de Anderson-Darling para foliação.

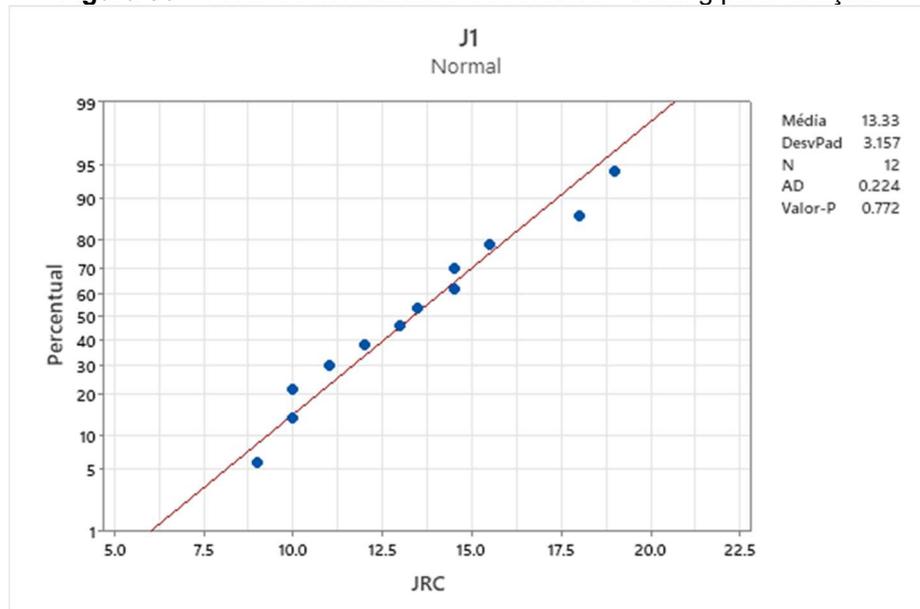


Figura 31 - Teste de normalidade de Anderson-Darling para família 1.

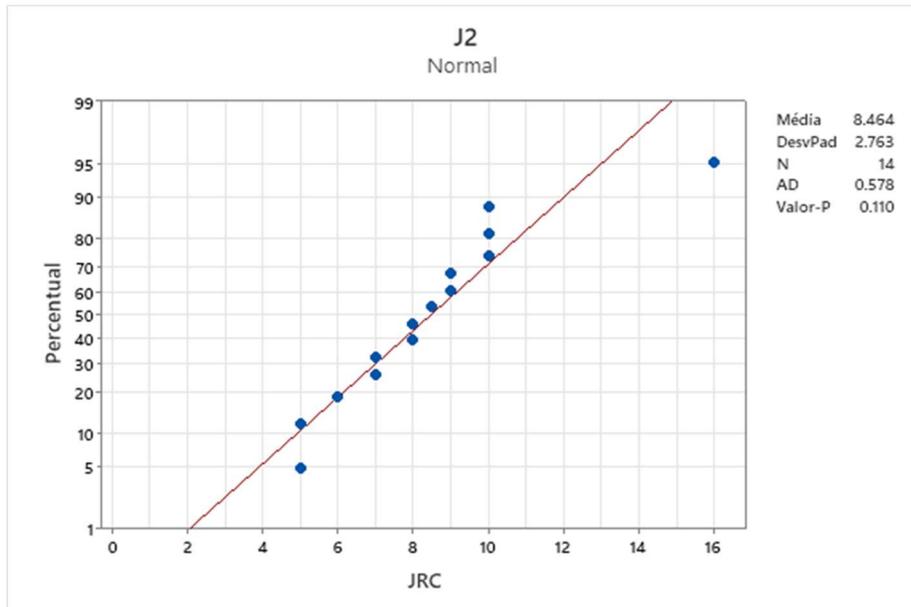


Figura 32 - Teste de normalidade de Anderson-Darling para família 2.

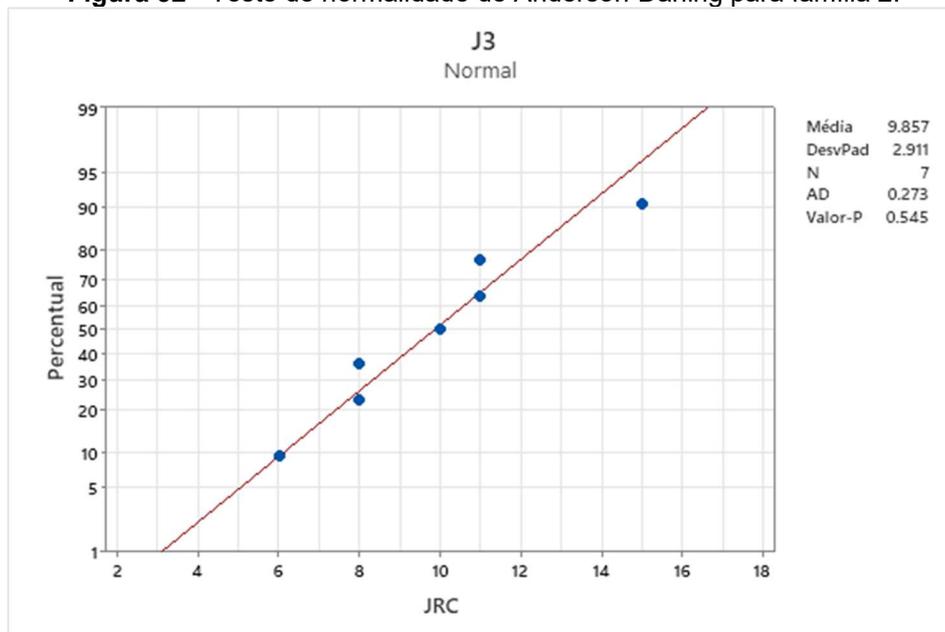


Figura 33 - Teste de normalidade de Anderson-Darling para família 3.

As figuras 34 a 36 apresentam o ajuste de distribuição normal para os JRC das famílias 1,2 e 3.

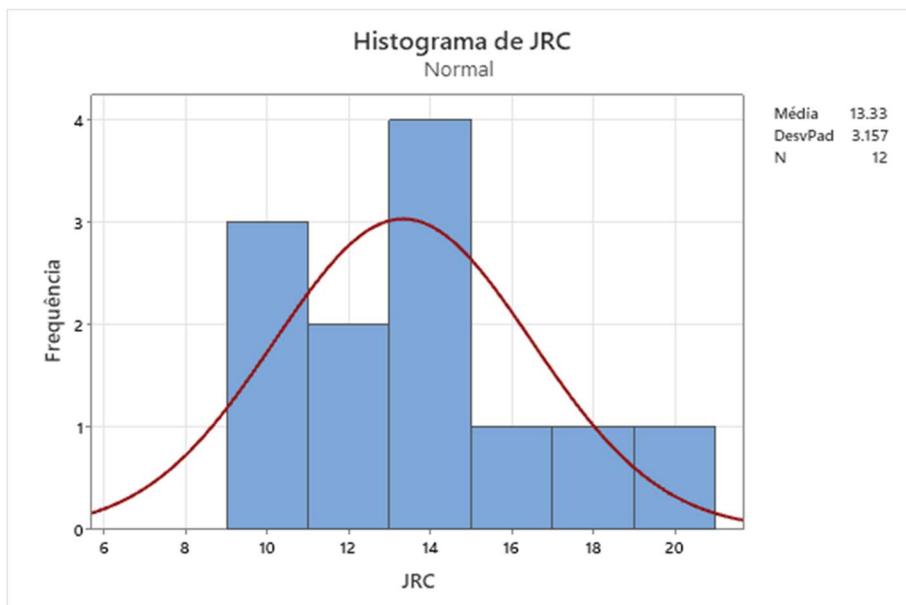


Figura 34 - Distribuição de frequência normal para valores de JRC para família 1.

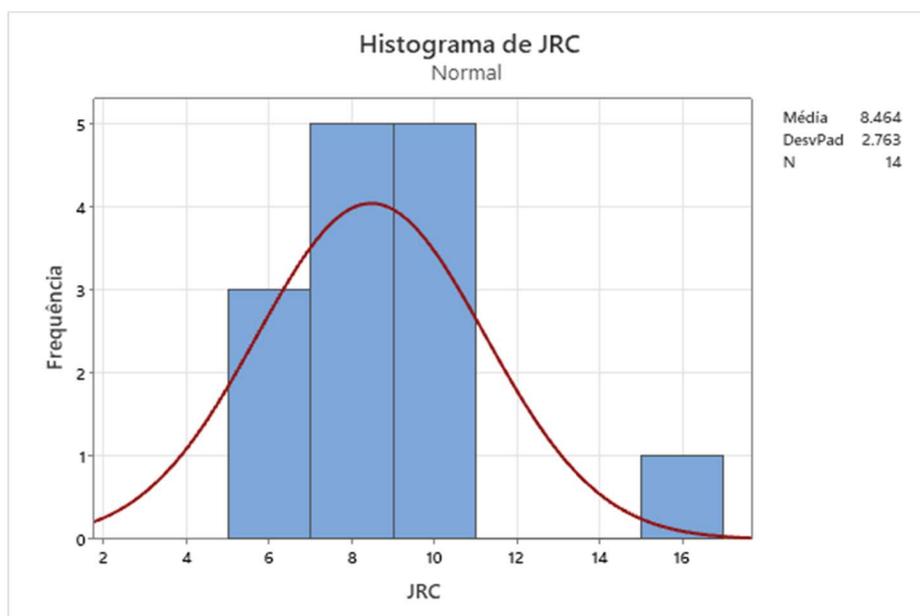


Figura 35 - Distribuição de frequência normal para valores de JRC para família 2

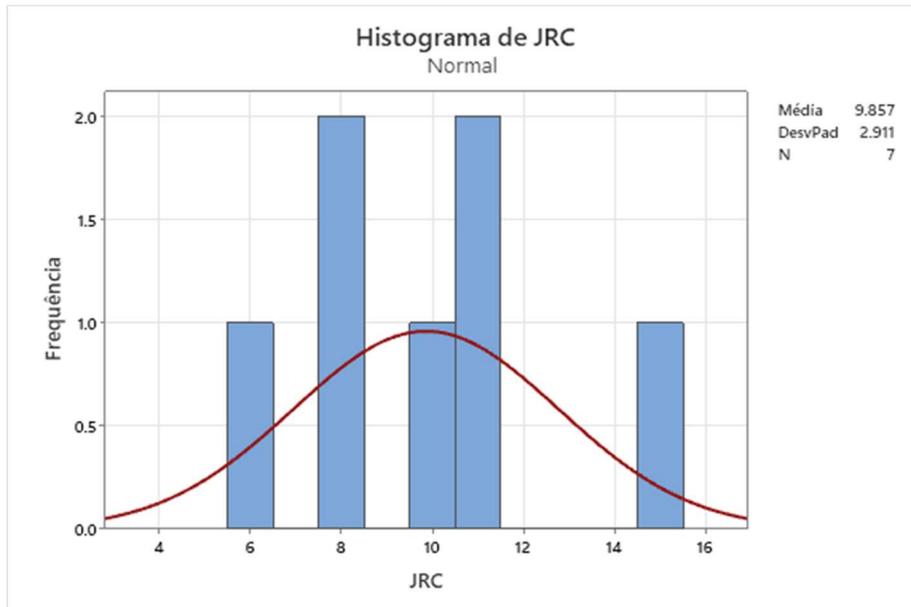


Figura 36 - Distribuição de frequência normal para valores de JRC para família 3.

Como o JRC da foliação não apresentou distribuição normal, foi ajustada uma distribuição lognormal para a variável (distribuição melhor ajustada). Ver Figura 37).

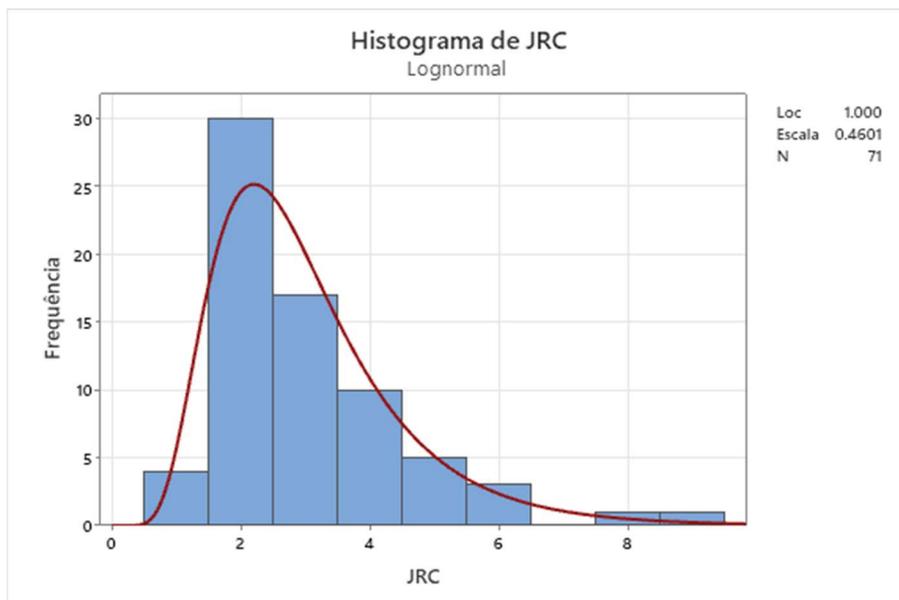


Figura 37 - Distribuição de frequência lognormal para valores de JRC para foliação.

Para realizar a análise probabilística há a necessidade de obter a média e o desvio padrão das distribuições obtidas. Para a distribuição normal o valor da

média é calculado pela Equação 18 e o desvio padrão calculado pela Equação 21. Para a distribuição lognormal a média é calculada pela Equação 25 e o desvio padrão pela Equação 25.

Os cálculos de média e desvio padrão para a foliação, são realizados utilizando as equações 26 e 27, utilizando os valores definidos pelo *Minitab* nos histogramas

A Tabela 14 apresenta os parâmetros das distribuições estatísticas para cada família de descontinuidade.

Tabela 14 – Valores de média e desvio de JRC padrão das famílias de descontinuidades.

Família de descontinuidade	Média (μ)	Desvio padrão (σ)	Min relativo	Max relativo	Distribuição estatística
Foliação	3,02	1,46	2,91	6,09	Lognormal
Família 1	13,33	3,157	4,33	5,67	Normal
Família 2	8,464	2,763	3,46	7,54	Normal
Família 3	9,857	2,911	3,86	5,14	Normal

6.5.3.2 Resultado de análise probabilística em galeria sem contenção

Após inserir todos os parâmetros do critério de resistência de Barton-Bandis juntamente das distribuições de probabilidade de cada uma das famílias de descontinuidades, a análise probabilística foi realizada com método de amostragem de Monte Carlo com 10000 amostras.

A análise probabilística (Figura 38) resultou em 4 blocos com probabilidades de queda de: Bloco 4 (lateral): 70,7%, bloco 8 (teto): 100%, bloco 8 (teto): 99,2%; bloco 5 (lateral): 27,8%.

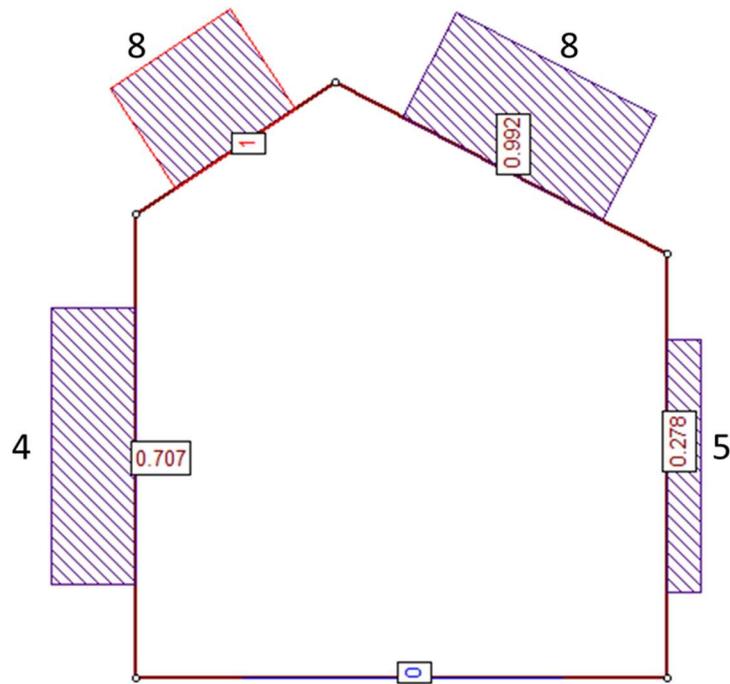


Figura 38 – Probabilidade de queda de blocos.

O bloco 8, resultante do teto na figura 39 é exibido como sendo único, no entanto, ao realizar a análise probabilística observa-se que há duas probabilidades de ruptura com valores próximos, porém diferentes, isto mostra a existência dois blocos distintos formando um único bloco.

6.5.3.3 Resultado da análise probabilística com contenção no teto

A galeria em estudo apresenta sistema de contenção secundária. São utilizados tirantes de 2,4 m de comprimento instalados em malha de 1.5 x 1.5 metros com orientação perpendicular a abertura da galeria (Figura 39). As propriedades do tirante são apresentadas na Figura 28.

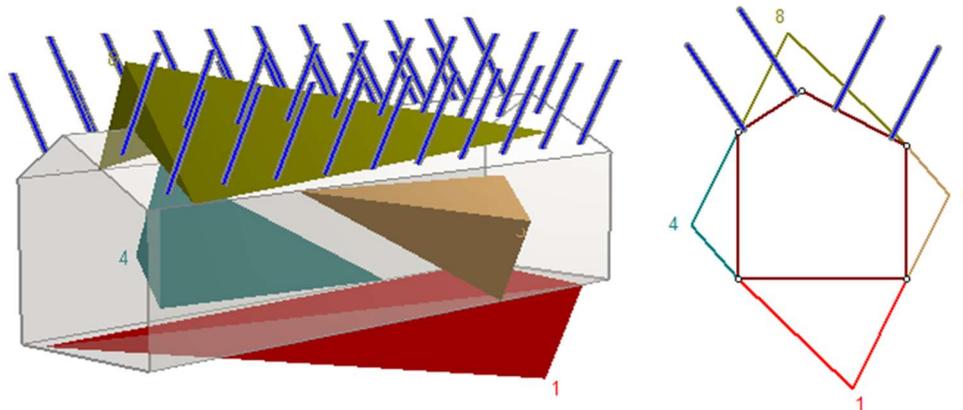


Figura 39 – Malha de contenção secundária utilizando tirantes.

Os parâmetros de resistência da contenção foram considerados constantes, por esse motivo, a distribuição de probabilidade que se adequa a esses parâmetros é a distribuição uniforme. Para estes a média é o próprio valor do parâmetro e não há desvio padrão.

Após adicionar o sistema de contenção foi computado novamente as probabilidades de falha dos blocos, resultando em probabilidade bem menores nos locais onde há o sistema de contenção. Para os blocos formados no teto as probabilidades de ruptura são de 6,4% e 3% respectivamente. Já a cunha formada na lateral da galeria não houve modificação da probabilidade de falha (Figura 40).

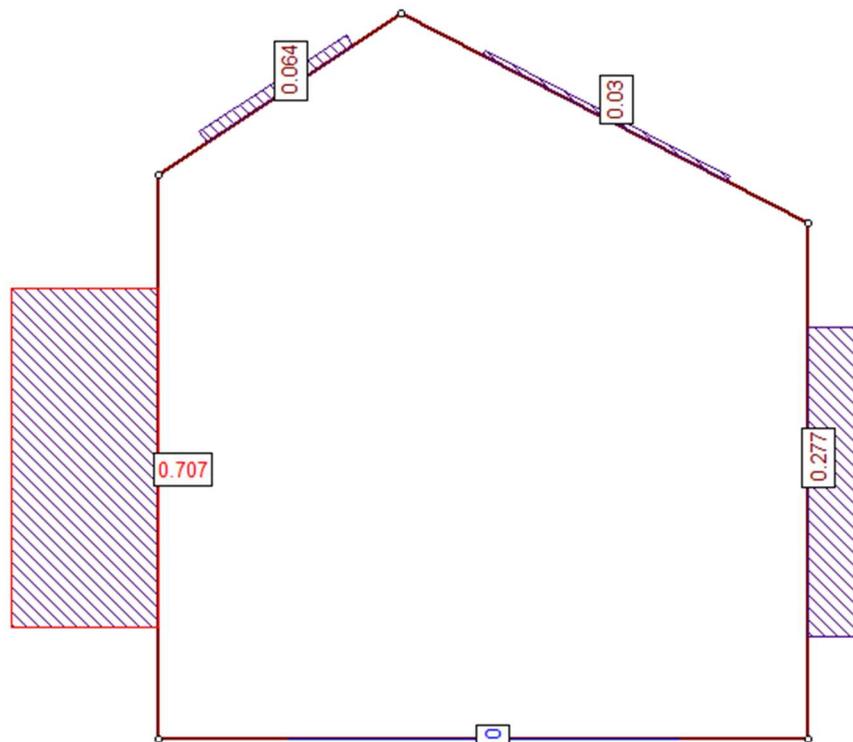


Figura 40 – Probabilidade de falha com sistema de contenção.

Através da análise podemos observar que o sistema de contenção interfere positivamente na probabilidade de queda de blocos em galerias, sendo muito utilizado em vários casos para reduzir a probabilidade de falha, mantendo a segurança de trabalhadores e equipamentos.

Uma vez que o padrão de instalação de contenção é realizado somente no teto da galeria, as cunhas formadas na lateral devem ser avaliadas para instalação de sistema de contenção a fim de reduzir a probabilidade de ruptura.

7 CONCLUSÕES

Os objetivos esperados pelo trabalho foram alcançados. Para realizar as análises, os parâmetros de JRC, azimute da galeria e orientação das descontinuidades foram facilmente coletados por mapeamentos realizados na galeria em estudo. Os parâmetros JCS e ângulo de atrito foram estimados por meio de retroanálise de ruptura.

A retroanálise se mostrou eficiente para estimar as propriedades mecânicas das descontinuidades, uma vez que os parâmetros JCS e θ_r não foram capazes de ser obtidos pelos mapeamentos, sendo encontrados pelo grau de resistência em faixas que representem o maciço, em tabela proposta pela ISRM (1981).

A análise determinística foi realizada utilizando os parâmetros médios das descontinuidades e da galeria. Na análise probabilística, pelo critério de Barton-Bandis, foram consideradas as variações segundo uma distribuição lognormal para a foliação e distribuição normal para as outras famílias de descontinuidades para o parâmetro JRC, sendo o valor médio da distribuição tomado na análise determinística. Foram identificados os extremos, e o valor do desvio padrão foi calculado por equações propostas na literatura para os determinados tipos de distribuição que os parâmetros pertencem. Os parâmetros JCS e ângulo de atrito foram considerados constantes.

A comparação entre as análises mostrou que análises probabilísticas são capazes de simular mais cenários e, portanto, são mais confiáveis do que as análises determinísticas.

O sistema de contenção se mostrou extremamente eficaz neste caso, elevando o FS e reduzindo a probabilidade de queda dos blocos, elevando a segurança para trabalhadores e equipamentos no local em estudo.

Portanto, este trabalho destaca o uso de análises probabilísticas frente a análises determinísticas, fazendo com que atividades se tornem mais seguras e viáveis economicamente.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Grnews. **Acidente com bloco de pedra em mina subterrânea mata trabalhador da lamil.** <Disponível em: <https://grnews.com.br/08102017/para-de-minas/acidente-com-bloco-de-pedra-em-mina-subterranea-mata-trabalhador-da-lamil>>. Acesso em 11/08/2022.

Ang, A.H.-S. and Tang, W.H. (1975). **Probability Concepts in Engineering Planning and Design**, Vol. 1, Basic Principles, John Wiley, New York.

AZEVEDO; MARQUES. **Introdução à Mecânica das Rochas**. Viçosa: UFV, 2002. 363p.

Biswas, K., Zipf, R.K., 2003. **Root causes of ground fall related incidents in US Mining industry.** In: 22nd International Conference on Ground Control in Mining, pp. 335–343.

BAECHER, G. B. and CHRISTIAN, J. T.; **Reliability and Statistics in Geotechnical Engineering.** Jhon Wiley & Sons Ltd. England, 2003.

BARBETTA, P.A.; REIS, M.C.; BORNIA, A.C. **Estatística para cursos de engenharia e informática.** São Paulo: Atlas, 2004.

BARTON, N. **Review of a new shear-strength criterion for rock joints.** *Engineering Geology*, v. 7, n. 4, p. 287-332, 1973.

Barton, N., V. Choubey (1977). **The shear strength of rock joints in theory and practice.** *Rock mechanics* 10(1-2): 1-54.

CURI, A. **Lavra de minas**, São Paulo: Oficina de Textos, 2017.

Deere, D. U.; Miller, R. P. (1966). **Engineering classification and index properties for intact rock**. Technical report n. AFWL-TR-65-116, New Mexico. pp. 300.

Figueiredo, Rodrigo & Brito, Sérgio & Cella, Paulo. (2011). **Importância da Geologia de Engenharia e Geomecânica na Mineração**. Revista Brasileira de Geologia de Engenharia e Ambiental. 1. 123 -139.

Fiori, Alberto Pio; Carmignani, Luigi. (2009). **Fundamentos de mecânica dos solos e das rochas: aplicações da estabilidade de taludes**. Ed. UFPR. Curitiba – 2ª Ed. 604 p.

Flores, E. A. F. **Análises Probabilísticas da Estabilidade de Taludes Considerando a Variabilidade Espacial do Solo**. Dissertação de mestrado. Pontifícia Universidade Católica-rio. Rio de Janeiro, 2008.

GOODMAN, R. E.; SHI, Gen-hua. **Block Theory and Its Application to Rock Engineering**. Berkeley: Prentice-hall, 1985.

GRIFFITHS, D. V., FENTON, G. A.; **Probabilistic Slope Stability Analysis by Finite Elements**. *Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering*. vol. 130 n° 5, p. 507-518, 2004.

GUIDICINI, G.; Nieble, C. M. **Estabilidade de Taludes Naturais e de Escavação**. São Paulo: Blucher, 1983. 196 p.

HOEK, E.; KAISER, P. K.; BAWDEN, W. F. **Support of Underground Excavations in Hard Rock**. Netherlands: A. A. Balkema, 1995. 225p.

HOEK, E.; KAISER, P.K.; BAWDEM, W.F. **Support of underground excavations in hard rock**. Rotterdam, 2000. 215 p.

ISRM. (1978). **Suggested Methods for the Quantitative Description of Discontinuities in Rock Mass**. Grã-bretanha, v. 15. 319 - 368 p.

ISRM (1981). **Rock Characterization Testing and Monitoring**. E.T.Brown, 211 p.

JOHANSSON, F., BJURELAND, W. & SPROSS, J. (2016). **Application of reliability based design methods to underground excavation in rock**. BeFo report 155, Stockholm.

JOST, H.; DUSSIN, I.A.; CHEMALE, F., JR.; TASSINARI, C.C.G.; JUNGES, S. 2008. **U-Pb and Sm-Nd constrains for the Paleoproterozoic age of the metasedimentary sequences of the Goiás Archean greenstone belts**. In Proceedings of the 6th South American Symposium on Isotope Geology, San Carlos de Bariloche, Argentina, 13–17, p. 4.

Kottegoda, N. and Rosso, R. (1997) **Statistics, Probability and Reliability for Civil and Environmental Engineers**. McGraw-Hill, New York.

LEE, T.D. **Planning and mine feasibility study – An owners perspective**. In: PROCEEDINGS OF THE 1984 NWMA SHORT COURSE 'MINE FEASIBILITY - CONCEPT TO COMPLETION'.1984. Spokane, WA.

LEE, I.K. (1993). **Preface, Procedings, Conference on Probabilistic Methods in Geotechnical Engineering**, Canberra, Austrália, ix.

Leite, C. e *et al.* (2004). **Carta Geológica do Brasil ao Milionésimo**. Programa Sistema de Informações Geográficas. Brasília: CPRM.

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

MESQUITA, J. B. **Maçãos Rochosos em Projetos Hidroelétricos: Proposta de Classificação Geomecânica**. Dissertação de Doutorado, Universidade Estadual Paulista, Instituto de Geociências e Ciências Exatas. Rio Claro/SP, 2008.

PALEI, S. K.; DAS, S.K. **Logistic regression model for prediction of roof fall risks in bord and pillar workings in coal mines: An approach**. *Safety Science*. No. 47 2008, p. 88-96.

Park, H., West, T.R., 2001. **Development of a probabilistic approach for rock wedge failure**. *Eng. Geol.* 59, 233–251.

PHILLIPSON, S.E. **Control of coal bed decollement-related slickensides on roof falls in North American late paleozoic coal basins**. *International journal of coal geology*. No. 53, 2003, p. 181–195.

RENÓ, R., GONTIJO, A. A., HERRERA, J. A. C., 2014. **Procedimento Operacional de Mapeamento Geomecânico em Escavações Subterrâneas. Mecânica das rochas para Recursos Naturais e Infraestrutura**. SBMR 2014-Conferência Especializada ISRM 09-13, setembro, 2014.

Ryder JA, Jager AJ (2002) **Rock mechanics for tabular hard rock mines**. The Safety in Mines Research Advisory Committee (SIMRAC), s.l.

SILVA, M. D. (2013). **Caracterização Geotécnica do Maciço Rochoso e Fundações em Estacas Embutidas em Rocha**. Dissertação de Mestrado, Universidade Federal de Pernambuco, Centro de Tecnologia e Geociências, Recife.

Soares et. Al (2008). **Estudo comparativo da probabilidade de ruína da queda de blocos em túneis escavados em rocha**. SBMR 2014 -13 setembro 2014. Disponível em: <<https://sites.usp.br/geoinfrausp/wp-content/uploads/sites/714/2021/10/2014-Cobramseg-probabilidade-/Soares-et->

al.pdf/content/uploads/sites/714/2021/10/2014-Cobramseg-probabilidade-Soares-et-al.pdf>.Acesso em: 03/09/2022.

Wagner *et al.* **Rock Mechanics in Underground Mining**. bergbaukunde unileoben ac at ac. 2022.

WARBURTON, P. (1981). **Vector stability analysis of an arbitrary polyhedral rock block with any number of free faces**. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 18(5):415 – 427.

WYLLIE, D. C. **Rock slope engineering: civil applications**. CRC Press, 2017, 621p.

Yilmaz H (2015) **Rock Engineering**. MINN 4010-Course Notes. Wits- School of Mining Engineering, Johannesburg.

ANEXO

ANEXO 1 – Banco de Dados utilizado.

Tabela 15 – Banco de dados.

Mapeamento Geomecânico				
LOCAL:	N266S	AZIMUTE:	146 ^o	
ORIENTAÇÃO		BARTON - BANDIS		
DIP	DIP DIRECTION	JRC	MARTELO DE GEÓLOGO	ESTRUTURA
70	296	10	R4	JN
10	249	9	R4	JN
65	107	12	R4	JN
89	120	13	R4	JN
45	134	10	R4	JN
60	87	14	R4	JN
60	106	15	R4	JN
78	138	2	R5	JN
84	164	4	R6	JN
85	154	6	R6	JN
35	198	2	R5	SN
36	242	2	R5	SN
38	238	2	R6	SN
38	240	4	R6	SN
85	170	8	R6	JN
85	178	8	R5	JN
84	150	8	R5	JN
88	164	8	R5	JN
45	234	2	R5	SN
45	236	2	R5	SN
44	230	2	R5	SN
46	234	2	R5	SN
83	344	9	R5	JN
88	146	16	R5	JN
82	354	10	R5	JN
82	150	6	R5	JN
42	240	2	R5	SN
46	230	2	R5	SN
46	230	2	R5	SN
88	356	16	R5	JN
90	338	10	R6	JN
76	228	8	R5	JN
45	230	2	R5	SN
40	230	2	R5	SN
40	246	2	R5	SN

40	224	3	R5	SN
40	219	3	R5	SN
40	218	2	R5	SN
65	230	5	R6	JN
70	242	6	R6	JN
70	244	9	R6	JN
68	235	10	R6	JN
32	80	8	R6	JN
40	236	3	R5	SN
36	234	4	R5	SN
36	236	4	R5	SN
10	82	10	R4	JN
19	70	15	R5	JN
62	50	17	R6	JN
88	240	11	R6	JN
40	217	4	R5	SN
43	225	3	R5	SN
67	265	18	R6	JN
65	265	10	R6	JN
60	365	11	R5	JN
55	250	10	R6	JN
54	252	11	R6	JN
45	237	3	R5	SN
43	230	2	R4	SN
47	235	2	R5	SN
40	237	5	R5	SN
60	64	12	R6	JN
62	70	10	R6	JN
58	75	13.5	R6	JN
65	68	14.5	R6	JN
40	236	3	R5	SN
42	224	2	R5	SN
40	228	3	R5	SN
40	92	15	R6	JN
10	144	14	R6	JN
70	232	11	R6	JN
75	240	12	R5	JN
45	224	1	R5	SN
45	232	2	R5	SN
40	235	2	R5	SN
65	250	6	R6	JN
55	260	7	R6	JN
70	248	7	R6	JN

45	92	9	R6	JN
43	101	11	R6	JN
45	90	6	R6	JN
40	232	4	R5	SN
45	230	3	R5	SN
45	235	3	R5	SN
80	246	11	R6	JN
60	78	18	R6	JN
48	235	0	R6	SN
46	238	0	R6	SN
48	238	0	R6	SN
40	232	2	R6	SN
45	233	2	R6	SN
88	143	14	R6	JN
82	129	4	R6	JN
86	133	10	R6	JN
78	134	10	R6	JN
86	144	10	R6	JN
52	351	8	R6	JN
85	358	8	R6	JN
85	356	10	R6	JN
58	32	8	R6	JN
60	40	6	R6	JN
52	50	6	R6	JN
48	45	6	R6	JN
69	43	6	R6	JN
18	89	10	R6	JN
25	82	11	R6	JN
58	204	4	R6	JN
68	190	8	R6	JN
62	177	8	R6	JN
75	270	9	R6	JN
70	277	9	R6	JN
82	80	9	R6	JN
76	72	10	R6	JN
80	74	9	R6	JN
45	224	6	R6	SN
50	229	4	R6	SN
52	239	5	R6	SN
40	210	6	R6	SN
45	230	5	R6	SN
47	228	3	R6	SN
40	246	2	R6	SN

38	259	2	R6	SN
56	242	3	R6	SN
55	256	4	R6	SN
60	240	5	R6	SN
50	260	2	R6	SN
40	240	2	R6	SN
35	43	8	R6	JN
60	54	6	R6	JN
38	65	5	R6	JN
35	49	9	R6	JN
70	10	12	R6	JN
70	70	13	R6	JN
70	62	14	R6	JN
86	330	8	R6	JN
85	324	6	R6	JN
88	344	7	R6	JN
88	341	9	R6	JN
85	341	5	R6	JN
80	336	8.5	R6	JN
85	350	7	R6	JN
70	6	6	R6	JN
85	330	5	R6	JN
62	70	9	R6	JN
70	106	13	R6	JN
60	138	12	R6	JN
20	84	11	R6	JN
70	102	9	R6	JN
57	116	12.5	R6	JN
60	110	13	R6	JN
41	232	2	R5	SN
45	229	1	R5	SN
43	240	1	R5	SN
43	235	2	R5	SN
85	134	1	R5	JN
88	126	10	R5	JN
88	122	9	R5	JN
87	130	10	R5	JN
65	260	9	R5	JN
70	258	10	R5	JN
78	258	10	R5	JN
65	260	15	R5	JN
68	252	8	R5	JN
45	235	1	R5	SN

45	240	2	R5	SN
80	242	4	R5	JN
85	251	8	R5	JN