

**UNIVERSIDADE DE BRASÍLIA**  
**FACULDADE DE TECNOLOGIA**  
**DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA CIVIL E AMBIENTAL**

**CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA DE TALUDES DE  
MINERAÇÃO A CÉU**

**JOSÉ ASSUNÇÃO BRAGA NETO**

**ORIENTADOR: Prof. Luis Fernando Martins Ribeiro, Ph.D.**

**COORIENTADOR: Prof. André Luís Brasil Cavalcante, Ph.D.**

**DISSERTAÇÃO DE MESTRADO EM GEOTECNIA**

**PUBLICAÇÃO: 335/2019**

**BRASÍLIA/DF: SETEMBRO/2019**

**UNIVERSIDADE DE BRASÍLIA**  
**FACULDADE DE TECNOLOGIA**  
**DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA CIVIL E AMBIENTAL**

**CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA DE TALUDES DE**  
**MINERAÇÃO A CÉU ABERTO**  
**JOSÉ ASSUNÇÃO BRAGA NETO**

**DISSERTAÇÃO DE MESTRADO SUBMETIDA AO DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA CIVIL E AMBIENTAL DA UNIVERSIDADE DE BRASÍLIA COMO PARTE DOS REQUISITOS NECESSÁRIOS PARA OBTENÇÃO DO GRAU DE MESTRE.**

**APROVADO POR:**

---

**Prof. Luis Fernando Martins Ribeiro, PhD, UnB**  
**(ORIENTADOR)**

---

**Prof. André Luís Brasil Cavalcante, PhD, UnB**  
**(COORIENTADOR)**

---

**Prof. André Pacheco de Assis, PhD, UnB**  
**(EXAMINADOR INTERNO)**

---

**Prof. Felipe Russo, D.Sc, CEFET-MG**  
**(EXAMINADOR EXTERNO)**

**DATA: BRASÍLIA/DF, 17 DE SETEMBRO DE 2019**

## FICHA CATALOGRÁFICA

BRAGA NETO, JOSÉ ASSUNÇÃO

Classificação Geomecânica de Taludes de Mineração a Céu Aberto de Rocha Fosfática. [Distrito Federal] 2019

Xix, 153 p., 389 mm (ENC/FT/UnB, Mestre, Geotecnia, 2019)

Dissertação de Mestrado-Universidade de Brasília, Faculdade de Tecnologia

Departamento de Engenharia Civil e Ambiental

Palavras chaves:

1. Estabilidade

2. Fosfática

3. Geomecânica

4. Mineração

I. ENC/FT/UnB

II. Mestre

## REFERÊNCIA BIBLIOGRÁFICA

BRAGA NETO, J.A. (2019). Classificação Geomecânica de Taludes de Mineração a Céu Aberto. Dissertação de Mestrado, Departamento de Engenharia Civil e Ambiental, Universidade de Brasília, Brasília, DF, 153 p.

## CESSÃO DE CRÉDITOS

NOME DO AUTOR: José Assunção Braga Neto

TÍTULO DA DISSERTAÇÃO DE MESTRADO: Classificação Geomecânica de Taludes de Mineração a Céu Aberto.

GRAU/ANO: Mestre/2019

É concedida à Universidade de Brasília a permissão para reproduzir cópias desta dissertação de mestrado e para emprestar ou vender tais cópias somente para propósitos acadêmicos e científicos. O autor reserva outros direitos de publicação e nenhuma parte desta dissertação de mestrado pode ser reproduzida sem a autorização por escrito do autor.

---

José Assunção Braga Neto

josebraganeto@hotmail.com

Dedico a todos aqueles que estiveram presentes durante esta jornada:  
meu pai Hilton Antônio Braga (in memoria), minha mãe Dolores dos Santos Braga,  
o meu filho Marcos Assunção Braga, minhas irmãs, cunhados e sobrinhas.

Aos professores André Brasil e Luis Fernando.



## **AGRADECIMENTOS**

Agradeço a Deus pelo dom da vida e por esta oportunidade.

Gostaria de agradecer aos meus pais por toda dedicação, carinho e confiança.

Agradeço a meu filho Marcos por ser o propósito maior desta conquista.

Agradeço a minhas irmãs por acreditar e sonhar junto nos momentos mais difíceis.

Agradeço a toda minha família pelos momentos unidos durante esta trajetória.

Agradeço aos meus amigos Alisson, Alessandro Queiroz, Gilson Chaves e Rony por simplificar a amizade e confiança. Aos amigos, Marcus Vinícios (em memória), Marcelo Amaral, Rodrigo Leão, Remo Machado, Luis Alonso, Matteo, Thaís, por participar nos bons e ruins momentos, nesta e em outras jornadas.

Agradeço ao Professor André Brasil por ser a grande referência, pelo extremo profissionalismo e por ser iluminador de vidas e vocações.

Agradeço ao Professor Marcius Machado pelas recomendações.

Agradeço ao Professor Felipe Russo pela disposição.

Agradeço ao Professor André Assis pelas ótimas aulas de mecânica e obras subterrânea.

Agradeço ao Professor Luis Fernando, por me entender como seu aluno, pela autonomia que sempre me confiou, por ter sido parceiro e profissional, como os grandes líderes são.

Por fim gostaria de agradecer ao Programa de Pós Graduação em Geotecnia, a Faculdade de Tecnologia, a Universidade de Brasília pela imensa oportunidade de crescimento e pelas inúmeras amizades que fiz ao longo destes anos.

## RESUMO

As escavações de mineração a céu aberto têm papel importante na indústria e economia brasileira. Face ao desenvolvimento das minas de grande porte no Brasil, as questões relacionadas à estabilidade geotécnica dessas escavações passaram a ser igualmente importante às questões relativas à produtividade, anteriormente prioritárias. Nesse sentido, propostas de trabalhos sistemáticos e de amadurecimento do conhecimento geotécnico passaram a ser abordados no meio da indústria de mineração. Essa pesquisa tem como proposta a utilização de análise geomecânica em mineração a céu aberto como alternativa para o entendimento do comportamento geomecânico de um maciço rochoso subsidiando ainda análises de estabilidade. A partir do mapeamento geomecânico, o maciço rochoso foi analisado de modo a se definir as possíveis classes ou áreas de maior ou menor instabilidade geotécnica. A utilização de classificações geomecânicas já é uma prática em obras de engenharia e pode ser utilizada igualmente em escavações de mineração para prever inclusive a utilização ou não e o tipo de tratamento a ser utilizado durante e após as escavações. A partir de dados de mapeamento geológico-geotécnico classificou-se o maciço rochoso da mina. Os resultados obtidos subsidiaram, por correlação, a obtenção de regiões/áreas geotécnicas da mina com a definição e distribuição espacial de cada classe geotécnica nas respectivas regiões analisadas. Os resultados são promissores para direcionamento de trabalhos futuros que possam corroborar para os trabalhos geotécnicos da mina, como a diretriz de regiões de isopropriedades geotécnicas podendo nortear a escolha dos pontos de amostragem para realização de ensaios geotécnicos.

**Palavras-chave:** estabilidade, fosfática, geomecânica, mineração.

## ABSTRACT

Open pit mining has an important role in the Brazilian industry and economy. In view of the development of large-scale mines in Brazil, issues related to the geotechnical stability of such excavations are also important to the previously high-priority issues of productivity. In this sense proposals of systematic work and maturation of the geotechnical knowledge began to be approached in the mining environment. This research proposes the use of geomechanical analysis in phosphate rock mining as an alternative for the understanding of the geomechanical behavior of a rocky massif and also supports numerical analyzes of the cava. From the geomechanical classification the rock mass was analyzed in order to define the classes or areas of greater or lesser geotechnical instability. The use of geomechanical classifications is already a practice in engineering works and can also be used in mining excavations to predict whether or not to use and the type of treatment to be used during and after excavations. From the data of geological-geotechnical mapping and descriptions of geotechnical drilling holes, the rocky mass of the mine was classified. The obtained results subsided, by correlation, the obtaining of preliminary parameters used in numerical analyzes. The results of the simulations seem to be promising for future work that may corroborate the geotechnical work of the mine.

**Keywords:** stability, phosphate, geomechanics, mining.

## SUMÁRIO

LISTA DE FIGURAS .....	xi
LISTA DE TABELAS .....	xv
NOMENCLATURA, SÍMBOLOS E ABREVIACÕES.....	xvii
1. INTRODUÇÃO .....	1
1.1. MOTIVAÇÃO.....	1
1.2. OBJETIVOS.....	2
1.2.1. OBJETIVO GERAL .....	2
1.2.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS .....	2
1.3. ESTRUTURA DA DISSERTAÇÃO .....	2
2. SISTEMAS DE CLASSIFICAÇÕES GEOMECÂNICAS .....	4
2.1. Aspectos Gerais da Mecânica de Rochas .....	4
2.2. RELEVÂNCIA DOS ESTUDOS GEOLÓGICOS GEOTÉCNICOS .....	8
2.2.1. continuidade/descontinuidade geológica.....	9
2.2.2. HOMOGENEIDADE GEOLÓGICA .....	10
2.2.3. isotropismo em geologia .....	11
2.2.4. linearidade em geologia .....	12
2.2.5. elasticidade em geologia .....	13
2.3. CARACTERIZAÇÃO DE UM MACIÇO ROCHOSO .....	15
2.3.1. DETERMINAÇÃO DE PARAMETROS DE DEFORMABILIDADE ...	17
2.3.2. Determinação Direta – Ensaios <i>In Situ</i> .....	17
2.3.3. Determinação Indireta .....	18
2.3.3.1. Métodos Geofísicos.....	18
2.3.3.2. Correlações Empíricas.....	19
2.4. Condicionantes geológico-geotécnicos no estudo de estabilidade de taludes de mineração .....	19
2.4.1. Geologia .....	20
2.4.2. Geometria de corte .....	22
2.4.3. Outros fatores importantes .....	23
2.4.3.1. Água Subterrânea .....	23
2.4.3.2. Estado de tensões .....	23
2.4.3.3. Danos provocados por explosivos.....	24
2.5. Classificação Geomecânica do Maciço Rochoso .....	25

2.5.1.	CLASSIFICAÇÃO DE MACIÇOS ROCHOSOS, RMR.....	33
2.5.2.	Modificações para RMR para mineração.....	36
2.5.3.	ÍNDICE DE QUALIDADE DE ROCHA, $Q$ .....	37
2.5.4.	O índice de resistência geológico ( <i>GSI, Geological Strength Index</i> ).....	44
2.5.5.	O Sistema de Caracterização de Maciço Rochoso para Fins de Engenharia em Rocha (O <i>RMI – Rock Mass Index</i> ).....	44
2.5.6.	O qTBM .....	46
2.5.7.	O CRMR .....	46
2.5.8.	O CSMR (Chinese slope mass rating).....	47
2.5.9.	O SMR (Continuous slope mass rating).....	47
2.5.10.	Classificação gráfica do maciço do talude ( <i>Graphical slope mass rating</i> ) 49	
2.5.11.	ÍNDICE DE RISCO (Hazar index - HI).....	49
2.5.12.	Usando os sistemas de classificação de maciços rochosos .....	51
2.6.	Correlações para a Setorização Geotécnica da Cava.....	52
2.7.	Análise cinemática do Maciço Rochoso .....	54
2.8.	Análise de Estabilidade do Maciço Rochoso .....	54
2.8.1.	Mecanismos de ruptura .....	54
2.8.2.	Importância computacional .....	55
3.	Metodologia .....	57
3.1.	Metodologia geral aplicada ao estudo de caso .....	57
3.2.	CARACTERIZAÇÃO DA ÁREA DE ESTUDO.....	60
3.2.1.	Informações gerais (localização).....	61
3.2.2.	Geologia .....	61
3.2.2.1.	Geologia regional .....	62
3.2.2.2.	geologia local .....	64
3.2.2.3.	Geologia Estrutural .....	67
3.2.3.	problemática .....	68
3.3.	CARACTERIZAÇÃO GEOLÓGICA-GEOTÉCNICA DOS MACIÇOS DA MINA70	
3.3.1.	SELEÇÃO DAS SEÇÕES DE MAPEAMENTO .....	73
3.3.2.	DESCRIÇÃO geológica-GEOTÉCNICA POR SEÇÃO.....	75
3.3.2.1.	INFORMAÇÕES GERAIS.....	78
3.3.2.2.	LITOLOGIA .....	78
3.3.2.3.	RQD (ROCK QUALITY DESIGNATION) OU ÍNDICE DE QUALIDADE DE ROCHA .....	79

3.3.2.4. PARÂMETROS GEOTÉCNICOS DO SISTEMA RMR .....	79
4. RESULTADOS e discussão.....	81
4.1. MAPEAMENTO GEOLÓGICO GEOTÉCNICO .....	81
4.2. CLASSIFICAÇÕES GEOMECÂNICAS .....	95
4.3. CLASSIFICAÇÃO, INTEGRAÇÃO E MAPEAMENTO FINAL DOS MACIÇOS DA MINA .....	96
4.4. ANÁLISE ESTRUTURAL .....	<b>Erro! Indicador não definido.</b> 02
5. CONCLUSÕES e sugestões para pesquisas futuras.....	122
5.1. CONCLUSÕES .....	122
5.2. SUGESTÕES PARA FUTURAS PESQUISAS .....	123
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....	124

## LISTA DE FIGURAS

Figura 2.1. Esquema de obras de engenharia em maciços rochosos (Floriano, 2014).....	6
Figura 2.2. Exemplo de ruptura global em talude de mineração (h ~ 90m), (Mina Gongo Soco, 2018).....	7
Figura 2.3. Deformações estruturais em um meio geológico (Hobbs <i>et al.</i> , 1976).....	11
Figura 2.4. Domínios tectônicos das rochas em função da profundidade litosférica.....	14
Figura 2.5. As rochas em seus dois domínios tectônicos maiores e em função da profundidade na litosfera (Sibson, 1977). ....	14
Figura 2.6. Representação esquemática do efeito escala no estudo de maciços rochosos (modificado de Hoek & Brown, 1988).....	16
Figura 2.7. Variação de determinadas propriedades das rochas segundo o volume considerado. A dispersão dos valores medidos tende a diminuir ao aumentar o tamanho (Vallejo <i>et al.</i> , 2002).....	16
Figura 2.8. Fatores que condicionam a estabilidade de taludes de minas a céu aberto (Zea, 2004).....	20
Figura 2.9. Tipos de ruptura de taludes de mineração a céu aberto (Abrão & Oliveira, 1998)	21
Figura 2.10. Ruptura por tombamento flexural em taludes altos (modificado de Sjöberg, 1996) .....	21
Figura 2.11. Esquema de um empreendimento de mineração (modificado de Abrão & Oliveira, 1998) .....	22
Figura 2.12. Geometria típica de uma mina a céu aberto (modificado de Wyllie & Mah, 2004) .....	23
Figura 2.13. Redistribuição das tensões com a mudança de geometria da cava (modificado de Sjöberg, 1999) .....	24
Figura 2.14. Modelo de ruptura planar mostrando os ângulo $\beta''j''$ , $\beta''s''$ , $\alpha''j''$ e $\alpha''s''$ (Singh & Goel, 1999).....	32
Figura 2.15. Classificação de Maciço Rochoso (RMR) (Modificado de Bieniawski, 1989)...	35

Figura 2.16. Principais fundamentos do sistema apresentado (Modificado de Palmstrom, 2001).....	45
Figura 2.17. Desenho esquemático de uma cava simbólica e diferentes modos de ruptura para diferentes setores da mina (Assis, 2003).....	54
Figura 3.1. Localização da mina de carbonatito do morro da mina. Imagem do Google Earth destacando a área da mina e a cava, 2010. ....	61
Figura 3.2. Lineamentos Transbrasiliano, 125 AZ e Lancinha-Cubatão, responsáveis pelo controle de corpos ígneos alcalinos carbonatíticos e Kimberlíticos (modificado de Biondi, 2005).....	62
Figura 3.3. Geologia do Complexo de Jacupiranga (Chmyz, 2017) .....	63
Figura 3.4. Complexo Alcalino de Jacupiranga. ....	64
Figura 3.5. Litotipos da Mina (Banco de dados da área de planejamento, cedido pela empresa) .....	65
Figura 3.6. Mapa geológico simplificado da Mina (Banco de dados da área de geologia e planejamento, cedido pela empresa) .....	66
Figura 3.7. Diagrama de Shmidt_lambert mostrando as atitudes dos planos de foliação ( $S_n$ ), o trend principal do corpo mineralizado ( $T_n$ ) e a zona de cisalhamento ( $Z_c$ ). ....	67
Figura 3.8. Perfil geológico esquemático da mina. ....	67
Figura 3.9. Ilustração de um maciço rochoso, indicando os aspectos geomecânicos.....	67
Figura 3.10. Modelo digital da cava da mina mostrando as seis seções de mapeamento.....	67
Figura 3.11. Mapa de localização das seções mapeadas.....	67
Figura 3.12. Modelo de desenvolvida para o levantamento de campo.....	67
Figura 3.13. Ferramentas de campo utilizadas durante o mapeamento.....	67
Figura 3.14. Ferramentas de campo utilizadas durante o mapeamento.....	67
Figura 4.1. Imagem de uma frente de lavra fraturada constituída por carbonatito.....	83
Figura 4.2. Blocos de carbonatito detonados .....	84



Figura 4.3. Detalhe da rocha carbonatítica lavrada apresentando minerais acessórios de tonalidade escura.....	85
Figura 4.4. Detalhe de talude constituído por Xenólito .....	86
Figura 4.5. Fotografia de frente de escavação mecânica em zona típica de xenólito.. .....	86
Figura 4.6. Fotografia semi-parorâmica da mina mostrando jacupiranguito alterado ao fundo, em vermelho. Setor Norte da Cava. ....	100
Figura 4.7. Fotografia semi-parorâmica da mina mostrando jacupiranguito alterado, ao fundo, em vermelho (Setor Norte da Cava). E, depósito de estéril no setor Nordeste da Cava, em verde.. .....	101
Figura 4.8. Jacupiranguito em talude escavado apresentando planos de faturamento em três direções e, por vezes, preenchidos. ....	102
Figura 4.9. Jacupiranguito em talude escavado apresentando plano de faturamento principal preenchidos.....	103
Figura 4.10. Carbonatito de Falha, mediamente alterado e com alto grau de fraturamento. .	104
Figura 4.11. Carbonatito apresentando planos de fraturamento em duas direções principais, destacados em vermelho.....	105
Figura 4.12. Imagem parcial da Mina destacando contatos geológicos entre os litotipos carbonatito (CAR), xenólitos (Xe) e Jacupiranguito (JAC).....	110
Figura 4.13. Grau de alteração dos maciços estudados.....	112
Figura 4.14. Espaçamento das descontinuidades medido em relação à perpendicular. ....	113
Figura 4.15. Maciço apresentando espaçamento médio entre as descontinuidades de 18cm. Classificação E4, ou seja, próximas.....	<b>Erro! Indicador não definido.</b>
Figura 4.16. Maciço apresentando espaçamento médio entre as descontinuidades de 6 m. Classificação E1, ou seja, muito afastadas.....	119
Figura 4.17. Maciço rochoso de jacupiranguito apresentando paredes da descontinuidade lisa, podendo ser plana ou ondulada.....	109
Figura 4.18. Maciço rochoso de jacupiranguito apresentando paredes da descontinuidade polida e plana (destacado em vermelho) .....	110

Figura 4.19. Maciço rochoso de carbonatito apresentando paredes da descontinuidade rugosa ondulada (ondulação da descontinuidade destacado em vermelho) .....	110
Figura 4.20. Maciço rochoso de Xenólito apresentando paredes da descontinuidade rugosa ondulada.....	111
Figura 4.21. Maciço rochoso de Zona de Falha apresentando paredes da descontinuidade rugosa recortada.....	111
Figura 4.22. Paredes da descontinuidade preenchidas com material silte-argiloso alterado..	112
Figura 4.23. Mapa representativo do maciço rochoso em função da geologia e classes geomecânicas, indicando os aspectos geomecânicos levantados em campo.....	118
Figura 4.24. Frente de lavra indicando as características do maciço submetidos a fogo (atentar meia cana).....	119
Figura 4.25. Frente de lavra indicando as características da região de ocorrência de Xenolitos.....	120
Figura 4.26. Frente de lavra indicando as características da região de Zona de Cisalhamento.....	121
Figura 4.27. Frente de lavra indicando as características da região de Zona de Cisalhamento.....	121
Figura 4.28. Vista semi-panorâmica da cava (atentar para a escala da mina, vide equipamentos no fundo da cava).....	121
Figura 4.29. Frente de lavra indicando maciço com características de maciço Classe V.....	123
Figura 4.30. Sistema de cisalhamento padrão de Riedel característico da mina.....	124
Figura 4.31. Estereograma confeccionado para todas as atitudes de fraturas com ângulos de mergulho superiores a 60° .....	125
Figura 4.32. Famílias de fraturas PZC, R (sintética) e R' (antitética) presentes ao longo do plano de cisalhamento transcorrente.....	126
Figura 0.33. Estereograma representando os planos de máxima densidade para as famílias de fratura PZC, R e R' .....	127

## LISTA DE TABELAS

Tabela 2.1. Valores típicos das classes de velocidades de movimento de massas (WP/WLP). Modificado (International Union of Geological Sciences Working Group on Landslides, 1984).....	7
Tabela 2.2. Valores típicos das classes de escorregamentos segundo à profundidade da massa mobilizada (Gerscovich, 2012). .....	7
Tabela 2.3. Valores típicos das classes de escorregamentos segundo à área em planta (Cornforth, 2005). .....	8
Tabela 2.4. Ensaios <i>in situ</i> para determinar a deformabilidade dos maciços rochosos (Serrano, 1997), extraído (Vallejo <i>et al.</i> , 2002).....	18
Tabela 2.5. <i>RSR</i> , Rock Structure Rating: Parâmetro A: Geologia. ....	28
Tabela 2.6. <i>RSR</i> , Rock Structure Rating: Parâmetro B: Condições das juntas, direção de desenvolvimento.....	28
Tabela 2.7. <i>RSR</i> , <i>Rock Structure Rating</i> : Parametro C: Condições das juntas, água subterrânea. ....	29
Tabela 2.8. Valores dos fatores F1, F2 e F3 (Romana, 1985).....	31
Tabela 2.9. Valores de F4 para o método de escavação aplicado. ....	33
Tabela 2.10. Classe do SMR associada com seu respectivo valor, estabilidade do talude, possíveis rupturas e contenção sugerida.....	33
Tabela 2.11. Orientação das descontinuidades em relação ao eixo da escavação. (Bieniawski, 1989).....	35
Tabela 2.12. Notas totais e classes de maciço (Bieniawski, 1989). ....	35
Tabela 2.13. Significado das classes de maciço (Bieniawski, 1989). ....	35
Tabela 2.14. Parâmetros de projeto de engenharia e propriedades de massa de rocha (Modificado de Bieniawski, 1989).....	36
Tabela 2.15. Classificação do Maciço Rochoso baseada no RQD (Modificado de Barton <i>et al.</i> , 1974).....	40

Tabela 2.16. Índice dos números de famílias de juntas, Jn, (Modificado de Barton <i>et al.</i> , 1974).....	41
Tabela 2.17. Índice de rugosidade, Jr, (Modificado de Barton <i>et al.</i> , 1974).....	42
Tabela 2.18. Grau de alteração das descontinuidades, Ja, (Modificado de Barton <i>et al.</i> , 1974). .....	42
Tabela 2.19. Índice das condições hidrogeológicas, Jw, (Modificado de Barton <i>et al.</i> , 1974). .....	43
Tabela 2.20. Índice do estado de tensão do maciço, SRF (Modificado de Barton <i>et al.</i> , 1974). .....	43
Tabela 2.21. Critérios de Classificação para os subfatores de drenagem ftm (Pantelidis, 2010). .....	51
Tabela 2.22. Efeito da direção das juntas e orientação de mergulhos em tunelamentos, (modificado Bieniawski, 1979). .....	53
Tabela 4.1. Tabela integrada de propriedades geológicas e geotécnicas em função de análises de campo e classificação geomecânica final utilizando a classificação RMR, <i>Rock Mass Rating</i> , Bieniawsky. ....	98

## NOMENCLATURA, SÍMBOLOS E ABREVIACÕES

A	Azimute
A1, A2	Denominação da rocha segundo o grau de alteração
A3, A4	Denominação da rocha segundo o grau de alteração
ABGE	Associação Brasileira de Geologia de Engenharia e Ambiental
ABMS	Associação Brasileira de Mecânica dos Solos
ABNT	Associação Brasileira de Normas Técnicas
AR	Taxa de avanço ( <i>advance rate</i> )
ASTM	<i>American Society for Testing and Materials</i>
B	Bloco
B	Mergulho
BFA	Ângulo de face da bancada ( <i>Bench Face Angle</i> )
BGD	Basic Geotechnical Description of Rock (Descrição Geotécnica Básica)
BRIC's	Brasil, Rússia, Índia e China
c	Coessão
CBT	Comitê Brasileiro de Túneis
C1, C2	Denominação da rocha de acordo com a coerência
C3, C4	Denominação da rocha de acordo com a coerência
C, $\sigma_c$ , $\sigma_{ci}$	Resistência à compressão uniaxial
CLI	<i>Cutter life index</i> (Índice de vida da coroa)
CP	Corpo-de-prova
CPU	Central Processing Unit (unidade central de processamento)
cm	Centímetros
CRMR	RMR contínua
CSMR	Chinese slope mass rating)

D	Diâmetro do corpo de prova ensaiado
D	Diâmetro
De	Dimensão equivalente de uma escavação subterrânea
DRMR	RMR discreta
E	Módulo de deformabilidade da rocha intacta
ESR	Índice de Suporte da Escavação ( <i>Excavation Support Ratio</i> )
F1, F2	Denominação do maciço rochoso de acordo com o grau de faturamento
F3, F4	Denominação do maciço rochoso de acordo com o grau de faturamento
F5	Denominação do maciço rochoso de acordo com o grau de faturamento
fd	Fator de drenagem
FDEM	Método de elemento finito-discreto acoplado hidrometricamente
FS	Fator de segurança
Gi	Aceleração da gravidade
GPU	Unidade de processamento gráfico
GSI	<i>Geological strength index</i>
H	Altura da bancada
h	Altura do talude
I	Índice de resistência puntiforme
Icr	Precipitação crítica anual
Im	Precipitação média anual
in	Polegada (Unidade de medida)
Is	Ângulo de inclinação da rugosidade
ISRM	<i>International Society for Rock Mechanics</i>
IBRAM	Instituto Brasileiro de Mineração
J	Índice de influência do número de famílias de descontinuidades
Ja	Índice de influência da alteração das paredes das descontinuidades

Jc	Fator geométrico da descontinuidade (abertura, espaçamento e água)
Jl	Fator do comprimento e persistência da descontinuidade
Jn	Índice de influência do número de famílias das descontinuidades
Jr	Índice de influência da rugosidade das paredes das descontinuidades
Jv	Número total de descontinuidades por metro cúbico
K0	Relação entre tensão horizontal e vertical
KM	Kilômetro
m	Massa
mb	Constante de Hoek e Brown para o maciço rochoso
mi	Constante de Hoek Brown para a rocha intacta
mr	Parâmetro de resistência residual – Hoek e Brown
m	Metros
mm	Milímetros
MDF	Método das diferenças finitas
MEC	Método dos elementos de contorno
MEF	Método dos elementos finitos
NATM	<i>New Austrian Tunnelling Method</i>
ONU	Organização das Nações Unidas
Q	Índice de qualidade de Barton <i>et al.</i> (1947)
PR	Penetration rate (Taxa de penetração)
RMi	Índice do maciço rochoso ( <i>Rock Mass Index</i> )
RMR	Qualidade do maciço rochoso ( <i>Rock Mass Rating</i> )
RMR 76	RMR considerando o maciço seco e descontinuidades favoráveis
RMR 89	RMR considerando a orientação das descontinuidades
RQD	Índice de qualidade da rocha ( <i>Rock Quality Designation</i> )
RSR	Rock Structure Rating
USACE	Corpo de Engenheiros do Exército Americano

VER	Volume Representativo
V <sub>p</sub>	Ondas longitudinais
V <sub>s</sub>	Ondas transversais
s	Constante do critério de ruptura de Hoek & Brown
s	Segundos
S	Espaçamento entre descontinuidades
SMR	Continuous slope mass rating
SP	São Paulo
SRF	Índice de redução de tensões
TBM	Tunnel boring machines
UCS	Resistência à compressão uniaxial
° C	Graus Celsius
ζ	Altura do talude
λ	Fator descontinuidade
γ	Peso específico natural
γ <sub>d</sub>	Peso específico aparente seco
γ <sub>s</sub>	Peso específico das partículas sólidas
γ <sub>sat</sub>	Peso específico aparentemente saturado
ρ	Densidade
ρ <sub>w</sub>	Peso específico da água
ν	Coeficiente de poisson
α	Direção do mergulho
β	Mergulho
β	Ângulo da face do talude
η	Porosidade
ω	Teor de umidade
%	Porcentagem
Δn	Deslocamento normal da descontinuidade



$\varphi$	Ângulo de atrito interno do material
$\Delta\sigma$	Tensão desviadora aplicada na amostra
$\sigma_1$	Pressão axial aplicada na amostra
$\sigma_3$	Pressão confinante aplicada na amostra

## **1. INTRODUÇÃO**

Os recursos minerais são, desde a antiguidade aos dias atuais, essenciais para a sobrevivência e o bem-estar da humanidade. Nesse contexto, o Brasil, por sua diversidade mineral e extensão territorial detém posição de destaque no cenário mundial quando se trata de reservas e produção de bens minerais, de maneira geral. Entretanto, dentre as demandas dos diversos tipos de minério no mundo uma em grande ascensão, e demandada também no Brasil, está relacionada ao abastecimento da indústria de fertilizantes e conseqüentemente dos elementos nitrogênio, fósforo e potássio. Nesse sentido, a rocha fosfática, em termos mundiais, é a única fonte de fósforo viável, estando contida nos depósitos de origens sedimentares (em torno de 85% da oferta mundial), ígneas (próximo de 15%) e biogénicas (DNPM, 2009).

### **1.1. MOTIVAÇÃO**

Segundo o Instituto Brasileiro de Mineração (2015) o Brasil é o sexto maior produtor de Fosfato mundial, com produção de cerca de 6,3 milhões de toneladas de concentrado em 2010 (Sistema de Informações e Análises da Economia Mineral Brasileira, 7ª Edição, organizado pelo Instituto Brasileiro de Mineração – IBRAM, 2015). Por outro lado, o Brasil é o 4º consumidor mundial de fertilizantes, ficando atrás apenas da China, da Índia e dos Estados Unidos. Ainda segundo o IBRAM o Brasil, em 2010, importou 1,4 milhão de toneladas, a um custo de US\$ 135 milhões.

Apesar da grande importância para o Brasil, o número de minas de fosfatos é pequeno e algumas das minas em operação apresentam desafios do ponto de vista operacional. A abertura, em cava, de uma mina de fosfato resulta da escavação de rochas com o objetivo de aproveitar o recurso natural (mineral) presente no subsolo. Esta abertura produz alteração do estado natural de tensões do meio rochoso, com a possibilidade de originar instabilidade geotécnica, desabamento e/ou queda de blocos. Esta situação pode causar problemas operacionais, efeitos ambientais negativos e até atentar a própria vida humana.

Por estes motivos questões relacionadas à estabilidade do maciço rochoso em escavações de rochas fosfatadas são extremamente importantes do ponto de vista operacional e em termos de viabilidade econômica de um projeto de mineração. Mesmo assim, a incorporação de aspectos

geomecânicos nesse tipo de atividade é ainda pouco expressiva no Brasil, levando a problemas operacionais e de segurança nas minas. É nesse contexto que se insere a presente pesquisa, que visa incorporar uma análise geomecânica em uma mina a céu aberto de rocha fosfática no estado de São Paulo de modo a se definir as classes ou áreas de maior ou menor instabilidade geotécnica.

## **1.2. OBJETIVOS**

Os objetivos deste trabalho podem ser divididos em objetivo geral e objetivos específicos.

### **1.2.1. OBJETIVO GERAL**

O objetivo geral desta pesquisa é analisar o comportamento geomecânico e de estabilidade em uma cava a céu aberto de rocha fosfática por meio de mapeamento geológico e geotécnico seguindo a proposta de classificação geomecânica segundo Bieniawski, (1989).

### **1.2.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS**

Almejando o objetivo geral deste trabalho, têm-se como objetivos específicos:

- Realização de mapeamento e levantamento de dados geológicos-geotécnicos na área da cava da mina.
- Realizar a classificação geomecânica dos maciços rochosos.
- Definir um mapa geomecânico para a mina com as classes do maciço.

## **1.3. ESTRUTURA DA DISSERTAÇÃO**

Para cumprir os objetivos traçados na dissertação, dividiu-se o trabalho em 5 diferentes capítulos: introdução, revisão bibliográfica, metodologia, resultados das análises e por fim conclusões e recomendações para trabalhos futuros.

A introdução trata-se do contexto geral da mineração no Brasil e no mundo, após lista-se os objetivos principais e específicos, e por fim qual a estrutura da dissertação, dissertando-se a respeito da estrutura de cada capítulo.

Na revisão bibliográfica, segundo capítulo da dissertação, são apresentados os aspectos gerais da Mecânica de Rochas. São mencionadas as principais entidades nacionais e internacionais de diretrizes e regulamentação sobre os assuntos envolvendo a Mecânica de Rochas, os autores pioneiros e os conceitos gerais incluídos no campo da Mecânica de Rochas. Uma breve descrição é feita a cerca da inter-relação com a estabilidade de rochas em cavas de mineração, as bases teóricas que compõem a Mecânica de Rochas, tais como a geologia e os conceitos fundamentais da mecânica do contínuo de materiais (elasticidade e plasticidade). Posteriormente, são apresentados os critérios de caracterização de um maciço rochoso, as condicionantes da estabilidade de um maciço rochoso de mineração, os principais sistemas de classificação geomecânica de um maciço rochoso, as correlações para a setorização de uma cava de mineração e análises de estabilidade.

Na metodologia, terceiro capítulo, discute-se sobre o local de escolha dos estudos, bem como a cava modelo para análise, a correspondente geologia do local, além do perfil litológico característico. Discute-se também a forma e logística de se realizar os trabalhos, principalmente aqueles referentes às atividades de campo, os equipamentos utilizados, bem como o padrão de mapeamento.

No Capítulo 4 são apresentados os dados de mapeamento geológico-geotécnico e as classes geomecânicas que representam os maciços rochosos da mina e por fim, no Capítulo 5 são apresentadas as conclusões e sugestões para pesquisas futuras.

## 2. SISTEMAS DE CLASSIFICAÇÕES GEOMECÂNICAS

A revisão bibliográfica envolveu o levantamento dos aspectos gerais da mecânica de rochas, a relevância dos estudos geológicos e geotécnicos para a mecânica de rochas, a caracterização de um maciço rochoso, os condicionantes geológicos e geotécnicos no estudo de estabilidade de taludes de mineração, os sistemas de classificação geomecânica e, por fim, as correlações para setorização de cava.

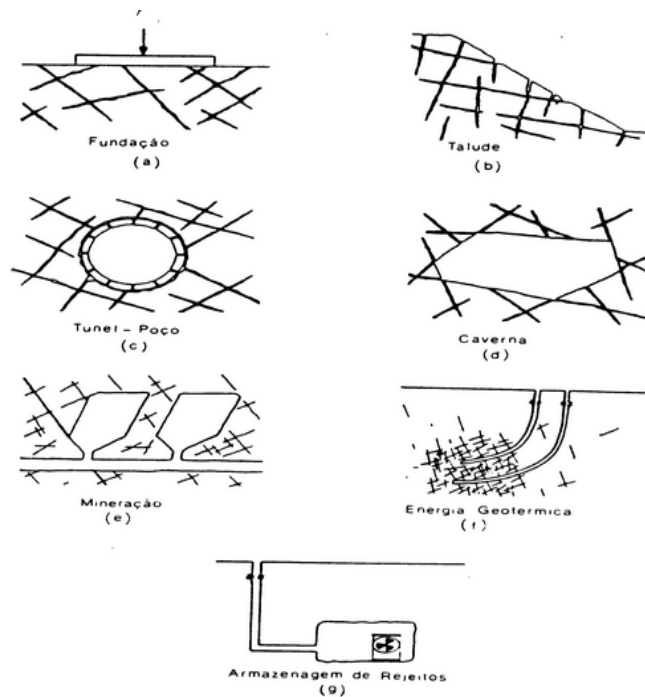
### 2.1. ASPECTOS GERAIS DA MECÂNICA DE ROCHAS

A *ISRM – International Society for Rock Mechanics* sugere a conceituação de Mecânica das Rochas em seus estatutos como sendo todos os estudos relativos ao comportamento físico e mecânico das rochas e maciços rochosos e a aplicação desse conhecimento para o melhor entendimento de processos geológico e para o campo da engenharia. A ABMS – Associação Brasileira de Mecânica dos Solos e Engenharia Geotécnica junto com o CBMR - Comitê Brasileiro de Mecânica das Rochas é a entidade que dedica suas atividades à mecânica das rochas e suas aplicações no Brasil.

Segundo Brady & Brown (1994), a mecânica das rochas se tornou uma disciplina da engenharia a partir de meados da década de 1960. Ela engloba uma série de conhecimentos sobre propriedades mecânicas das rochas, várias técnicas para analisar a tensão em rochas submetidas a perturbações, um conjunto de princípios estabelecidos que expressa a resposta das rochas ao carregamento e, finalmente, uma metodologia lógica para aplicar tais noções e técnicas a problemas físicos reais.

Sob a ótica da Engenharia Civil, a mecânica das rochas é a ciência que trata das propriedades das rochas em obras de engenharia que são apresentadas na Figura 2.1. A mecânica das rochas engloba ainda o conhecimento sobre o maciço rochoso que é um conjunto de blocos de rocha justapostos e articulados e suas descontinuidades. O material que constitui os blocos é a matriz, denominado rocha intacta, e as superfícies que os limitam são as descontinuidades (Serra Júnior & Ojima, 1998). Os projetos de engenharia de rochas podem ser agrupados em sete categorias principais:

- a) fundações: as rochas são um excelente material de fundação, mas podem ser fraturados e alterados. É necessário estabelecer a competência da rocha em relação a sua capacidade de suportar a carga para níveis toleráveis de deformação.
- b) taludes: a mecânica das rochas pode identificar o risco de ruptura do talude rochoso, seja por tombamento, flexão, em cunha ou em plano;
- c) túneis e poços: a estabilidade de túneis e poços depende da estrutura da rocha, estado de tensões, regime de fluxo subterrâneo e técnica de construção;
- d) cavernas: o projeto de construção de grandes cavernas é influenciado pela presença e distribuição das fraturas do maciço rochoso;
- e) mineração: a mecânica das rochas influi sobre os métodos de mineração, com a finalidade de obter uma maior extração de minério, utilizando-se um mínimo otimizado de suporte para taludes;
- f) energia geotérmica: a produção de energia geotérmica é obtida pela percolação de água, injetada no furo, por meio das fraturas da rocha-reservatório naturalmente aquecida e a posterior recuperação por outro furo de sondagem. Este sistema depende da interação entre as fraturas do maciço, tensões *in situ*, condições de fluxo, temperatura e tempo;
- g) armazenamento de rejeitos radioativos: o isolamento dos materiais radioativos em relação à biosfera requer o estudo das fraturas do maciço, capacidade de absorção das superfícies das fraturas, tensões *in situ*, condições de fluxo, temperatura e tempo.



**Figura 2.1.** Esquema de obras de engenharia em maciços rochosos (Floriano, 2014).

A mecânica das rochas, por ser uma ciência aplicada, contribui de forma concisa para o projeto e execução de escavações de mineração, sejam estas a céu aberto ou subterrânea. Podendo, portanto, garantir a construção de estruturas mais seguras e a possibilidade de extração mineral máxima, ou seja, permitindo aumento potencial da produtividade do empreendimento mineiro.

No caso de minas a céu aberto a mecânica de rochas deve abranger as interações das propriedades das rochas propriamente dita com outras condicionantes que podem levar a instabilidade das escavações e consequentes movimentos de massa.

Os movimentos de massas em mineração a céu aberto é objeto de estudo da mecânica de rochas e envolvem taludes de cava (corte ou escavação). Sua compreensão é de suma importância já que podem levar a perdas de vidas humanas e bens materiais assim como à interrupção da lavra em casos de acidentes, como pode ser observado na Figura 2.2.



**Figura 2.2.** Exemplo de ruptura global em talude de mineração (h ~ 90m), (Mina Gongo Soco, 2013).

Esses movimentos de massas podem ser definidos quanto ao seu volume, cujo centro de gravidade se desloca para baixo e para fora do talude (Guidicini & Nieble, 1984; Fookes *et al.*, 2007). Eles podem, ainda, ser classificados quanto a sua velocidade (Tabela 2.1), área (Tabela 2.2) e profundidade (Tabela 2.3)

**Tabela 2.1.** Valores típicos das classes de velocidades de movimento de massas (WP/WLP). Modificado (International Union of Geological Sciences Working Group on Landslides, 1984).

CLASSES	VELOCIDADE	LIMITES
7	Extremamente rápido	> 5m/s
6	Muito rápido	3m/min - 5m/s
5	Rápido	1,8m/h - 3m/min
4	Moderado	13m/mês - 1,8m/h
3	Lento	1,6m/ano - 13m/mês
2	Muito lento	16mm/ano - 1,6m/ano
1	Extremamente lento	< 16mm/ano

**Tabela 2.2.** Valores típicos das classes de escorregamentos segundo à profundidade da massa mobilizada (Gerscovich, 2012).

Nomenclatura	Profundidade (m)
Superficial	<1,5
Raso	1,5-5
Profundo	5-20
Muito profundo	>20



**Tabela 2.3.** Valores típicos das classes de escorregamentos segundo à área em planta (Cornforth, 2005).

<b>Classes</b>	<b>Área (m<sup>2</sup>)</b>
Muito pequeno	<200
Pequeno	200-2.000
Médio	2.000-20.000
Grande	20.000-200.000
Muito grande	200.000-2.000.000
Imenso	>2.000.000

Na atividade de engenharia geotécnica em mineração deve se destacar, como contexto influente de um apropriado estudo de projeto de escavação, assegurar a qualidade dos taludes quanto à segurança. Essa segurança deve ser garantida por um adequado estudo geológico e geomecânico que conte com aspectos de exploração mineral e, ao mesmo tempo, estudos geotécnicos de estimativa da deflagração ou redução da resistência do maciço rochoso para diferentes regiões ou setores da mina, com a consequente avaliação de estabilidade dos taludes.

## **2.2. RELEVÂNCIA DOS ESTUDOS GEOLÓGICOS GEOTÉCNICOS**

Os diversos fenômenos e os diferentes comportamentos das rochas são os objetos de estudo das ciências geológicas. Para a engenharia de minas, o maciço rochoso é onde se encontra depositado o mineral que deve ser retirado para seu aproveitamento metalúrgico industrial. Por esse motivo a engenharia de minas produz diversas modificações na geometria dos corpos rochosos com fins de exploração, tanto pelo método superficial (lavra a céu aberto) quanto pelo método subterrâneo (lavra subterrânea) (Tejada-Cervantes, 2011).

O conhecimento e entendimento das feições geológicas-geotécnicas são de suma importância nas atividades mineiras, cujo detalhamento dependerá do porte e da complexidade envolvida nas obras, como por exemplo: nas minas a céu aberto, ângulos de talude mais suavizados por condicionamentos geológicos, podem significar acréscimos de dezenas de milhões de m<sup>3</sup> de estéril. Não menos relevante, a ruptura de minas subterrâneas pode levar à morte centenas de pessoas e o deslizamento de barragens de rejeitos pode causar danos à vida, danos ambientais e danos econômicos de grande magnitude. Desta forma, o conhecimento e consideração dos

fatores geológicos são imprescindíveis ao projeto, operação e desativação de empreendimentos mineiros (Yamanouth, 2010).

A caracterização geológica – geotécnica, que é parte dos estudos geológicos geotécnicos, é a colocação em evidência dos atributos do meio rochoso que, isolada ou conjuntamente, condicionam o seu comportamento ante as solicitações impostas por uma dada obra ou escavação mineral (Tejada-Cervantes, 2007).

A importância dos estudos geológicos geotécnicos não se restringe à componente econômica dos parâmetros geológicos do material, mas avançam ao entendimento da natureza do material geológico e das propriedades que os tornam peculiares. Nesse sentido, a geologia do material, aqui tratada como as características e propriedades naturais dos materiais, podem trazer respostas significativas para o entendimento geotécnico desses corpos materiais.

Em síntese, os estudos geológicos-geotécnicos contribuem na análise geomecânica e de estabilidade em mineração a céu aberto e sua fundamentação inicial passa pela avaliação de alguns itens primordiais para a geotecnia, sendo estas, a definição do material geológico quanto à continuidade, homogeneidade, isotropia, linearidade e elasticidade. Os próximos itens discorrem sobre eles.

### **2.2.1. CONTINUIDADE/DESCONTINUIDADE GEOLÓGICA**

Uma das premissas básicas no estudo de geotecnia consiste na avaliação do meio físico em estudo quanto a sua continuidade ou não. Nesse sentido, a geologia torna-se ferramenta básica e extremamente necessária para definição do meio, objeto do estudo, e seus limites. Geologicamente, um meio pode ser tido como contínuo caso as texturas minerais e/ou rochosas juntamente com as estruturas que sejam correlatas perante a escala de observação.

Em termos gerais, as rochas são todos os materiais geológicos, sólidos, consolidados, constituídos por minerais, e que se apresentam em grande massa ou em fragmentos. Podem apresentar descontinuidades à escala ultramicroscópica, da ordem de  $10^{-8}$  mm (em nível de átomos e redes cristalinas), microscópica, da ordem de mm (por ex: microfissuras, microdobras, união entre os grãos, etc.), e macroscópica, da ordem de mm-cm (amostra de mão). Estas descontinuidades podem ser estratificação, xistosidade, dobras fraturas, etc. Por

definição rocha intacta é a porção da massa rochosa, livre de descontinuidades, sobre a qual se verificam propriedades de resistência mecânica do material rochoso, em uma escala macroscópica. (Marques, 2002).

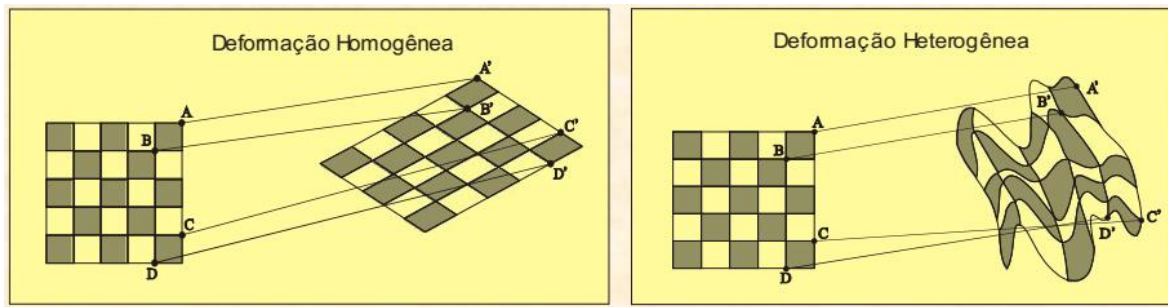
A descontinuidade pode ser tomada como referência em função da quantidade de juntas, trincas e espaços entre poros de um corpo rochoso. O grau de continuidade afetará sua coesão e conseqüentemente a transmissão da distribuição de tensões do corpo (Obert & Duvall, 1967).

### **2.2.2. HOMOGENEIDADE GEOLÓGICA**

Geologicamente o ambiente pode se caracterizar como homogêneo ou heterogêneo. De maneira geral o meio geológico homogêneo é constituído pela distribuição uniforme do principal caractere geológico e o meio heterogêneo é constituído pela distribuição não uniforme desse mesmo caractere, que pode ser uma propriedade do material geológico mais pertinente. Os minerais, que constituem as rochas, possuem propriedades mecânicas diferenciadas entre si, podendo refletir num comportamento mecânico também diferenciado no meio. No campo da geologia estrutural, por exemplo, a deformação inicial se processa em nível cristalino e se propaga por toda a rocha, de maneira homogênea ou heterogênea (Salamuni, 2007).

Homogeneidade é uma medida da continuidade física do corpo, por isso em um material homogêneo os constituintes estão distribuídos de tal forma que qualquer parte do corpo tenderá as propriedades representativas de todo o material (Vallejo *et al.*, 2002).

Em termos gerais a homogeneidade ou heterogeneidade das rochas e dos maciços estão relacionadas à constância ou a variação espacial de suas propriedades mecânicas no volume de observação considerado, Figura 2.3.



**Figura 2.3.** Deformações estruturais em um meio geológico (Hobbs *et al.*, 1976).

### 2.2.3. ISOTROPISMO EM GEOLOGIA

Anisotropia é um fenômeno em virtude dos quais certas propriedades físicas de um mesmo corpo dependem da direção em que são medidas.

Em geologia a anisotropia pode ser estudada em função de diferentes indicadores. Na mineralogia, o fato de as substâncias minerais formarem cristais indica que o comportamento físico da matéria cristalina depende da direção. Em certos casos a anisotropia física dos minerais é uma propriedade evidente. Por exemplo, um cristal de mica ou gesso pode separar-se em porções paralelas entre si e segundo um só plano. Esta propriedade que se designa clivagem revela-nos que as forças de coesão do plano que se separam são muito fortes, enquanto as perpendiculares às mesmas são débeis. Contudo, nem todas as propriedades físicas de um mineral se manifestam da mesma maneira. Assim, por exemplo, a halita é anisotrópica para a clivagem, mas a propagação da luz é igual em todas as direções. Portanto, quando o valor de propriedade física é igual em todas as direções, o cristal é isotrópico para essa propriedade. Por este motivo as questões de anisotropia devem ser tratadas de acordo com o objetivo geológico e da propriedade de interesse.

Isotropia, portanto, é uma medida das propriedades direcionais do material, onde o material possui propriedades iguais em qualquer direção. Assim, muitas rochas têm uma orientação preferencial das partículas e dos cristais, sendo anisotrópicas, e reagindo de maneira diferente às forças aplicadas em diferentes direções dependendo do grau de anisotropia (Vallejo *et al.*, 2002).

Na petrografia, que é o estudo das rochas, uma isotropia perfeita é geralmente difícil de encontrar. A disposição dos minerais constituintes, resultante da formação da rocha, a textura da rocha resultante de processos geológicos posteriores à gênese da rocha, o estado de fissuração e a existência de planos de descontinuidade contribuem para a anisotropia das rochas, em relação à sua deformabilidade e à sua resistência mecânica.

A anisotropia pode ser definida, no campo da mecânica de rochas, como a condição de variabilidade de propriedades físicas e mecânicas de um corpo rochoso ou mineral segundo diferentes direções. Como exemplo, a variação do módulo de deformabilidade e da resistência à compressão simples nas rochas com xistosidade ou foliação, e a variação da velocidade de propagação de ondas sísmicas em massas rochosas estratificadas, segundo direções diferentes.

Pode se, ainda, resumir a isotropia ou anisotropia de rochas como sendo relativas à constância ou à variação de suas propriedades mecânicas de acordo com a direção dos grãos minerais ou a história de tensão, para o volume rochoso considerado.

#### **2.2.4. LINEARIDADE EM GEOLOGIA**

Segundo Xavier (2011), do ponto de vista físico, os sistemas nos quais há relações simples entre os seus componentes ou partes constituintes são denominado lineares. Ou ainda, são denominados lineares quando há simples dependência e proporcionalidade entre as variáveis ou componentes do sistema. Estes sistemas apresentam as seguintes características:

- o todo é igual à soma ou composição das partes: princípio da somatividade, superposição simples dos efeitos;
- relação simples entre estímulo - resposta; têm respostas previsíveis a determinados estímulos;
- são facilmente estudados com recurso do método analítico (o qual implica a fragmentação do objeto de estudo e a necessidade de retorno à tese em nível superior, ou síntese). Logo o fenômeno ou sistema fica conhecido a partir do estudo das partes e de suas relações, tomando-se o caminho de volta – a síntese –, para reconstituir o todo, objeto da fragmentação.

Em geologia, devido a sua natureza e abrangência complexa, que é próprio da natureza, os sistemas são majoritariamente não lineares. Ou seja, são sistemas nos quais as relações e interações espaço-temporais e energéticas dos componentes, partes ou variáveis-constituintes, são complexas. Contudo, importantes exemplos de natureza linear em geologia podem ser encontrados nos estudos de propriedades geofísicas: alguns métodos de investigação da subsuperfície consistem em se fazer um estímulo **E** (introduzindo, por exemplo, um campo elétrico numa determinada posição do terreno) e determinar **S**, contidas nas informações de resposta **R**, ou seja, obter o conhecimento das propriedades do meio, indiretamente, por meio de **E** e **R**. Isto é possível, em virtude de existir, no domínio da frequência, a relação linear  $\mathbf{R} = \mathbf{S} \times \mathbf{E}$ , sendo **E** e **R**, igualmente instrumentais, **S** é facilmente obtida.

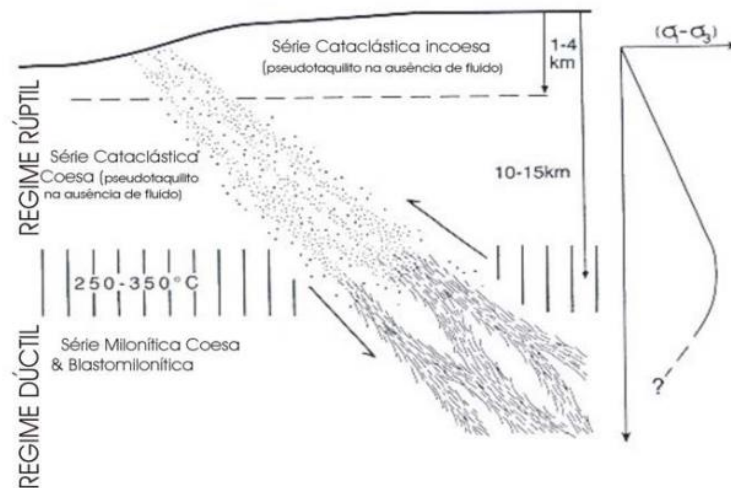
### 2.2.5. ELASTICIDADE EM GEOLOGIA

De maneira geral, no campo das geociências, a elasticidade é estudada não como uma propriedade de interesse do estado atual do material, mas sim como uma propriedade de interesse para as condições a qual se formou no passado, ou seja, no momento de formação e/ou modificação do maciço rochoso. Nesse sentido, os ambientes de formação e/ou deformação rochosa são função principalmente da profundidade e temperatura litosférica.

Na Litosfera terrestre podem-se distinguir dois domínios particulares (Figura 2.4). Em profundidade, as rochas mostram comportamentos mecânicos distintos (Sibson, 1977): (1) o *domínio rúptil* – correspondente a níveis crustais relativamente mais rasos, da ordem de 10 a 15 km até a superfície e; (2) o *domínio dúctil* – ocupando volumes de rochas em profundidades acima de 10 a 15 km. A transição entre os dois ambientes acontece onde a litosfera alcança temperaturas entre 250° a 350° C, sendo, portanto variável em diferentes lugares geológicos relacionados a posições nas placas tectônicas.

Na zona de transição distinguem-se os domínios *rúptil-dúctil* e *dúctil-rúptil*. Um terceiro domínio descontínuo e restrito, marcado por características *elásticas*, pode ser previsto experimentalmente em profundidades próximas à transição entre os domínios rúptil e dúctil (10-15 km), desaparecendo com o aumento da temperatura, do incremento de esforços ou do tempo de manutenção desses (Kusznir & Park, 1987). As rochas em seus dois domínios tectônicos maiores em profundidade na

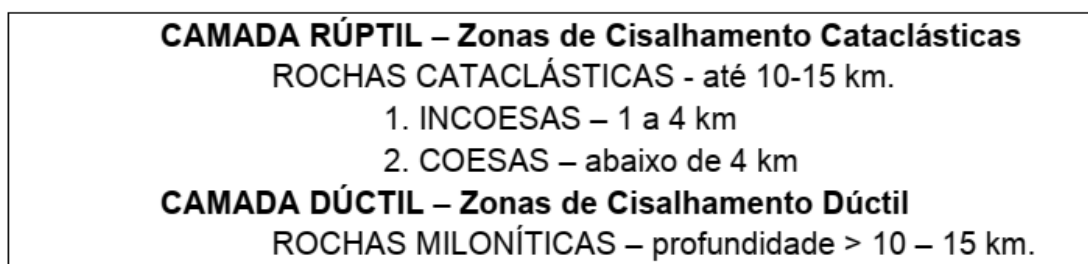
litosfera, podem ser observadas na Figura 2.4. A faixa com indicação de temperaturas litosféricas entre 250° e 350° C representa a transição entre os domínios rúptil e dúctil respectivamente. A curva na direita mostra a variação da tensão diferencial ( $\sigma_1 - \sigma_3$ ) com a profundidade, com máximo na posição da zona de transição rúptil-dúctil/dúctil-rúptil (Sibson, 1977).



**Figura 2.4.** Domínios tectônicos das rochas em função da profundidade litosférica.

As regiões litosféricas de domínios rúpteis (rasas) e dúcteis (relativamente mais profundas) se distinguem principalmente por diferentes faixas de valores dos coeficientes de viscosidade, elasticidade e de plasticidade. Essas alterações são induzidas por aumento de temperatura, pressão litostática, pressão de fluido, etc.

Essas duas camadas reológicas terrestres principais têm associação com grupos de rochas particulares, assim distribuídas em profundidade, como mostra a Figura 2.5.



**Figura 2.5.** As rochas em seus dois domínios tectônicos maiores e em função da profundidade na litosfera (Sibson, 1977).

Em geotecnia, o entendimento do ambiente formador dos corpos rochosos torna-se importante devido à representatividade em que as estruturas geológicas em diversas escalas podem ser observadas. O conhecimento de uma rocha formada em regime rúptil, por exemplo, permite ao pesquisador a previsibilidade de um maciço rochoso bastante fraturado no local objeto de estudo e/ou projeto de engenharia.

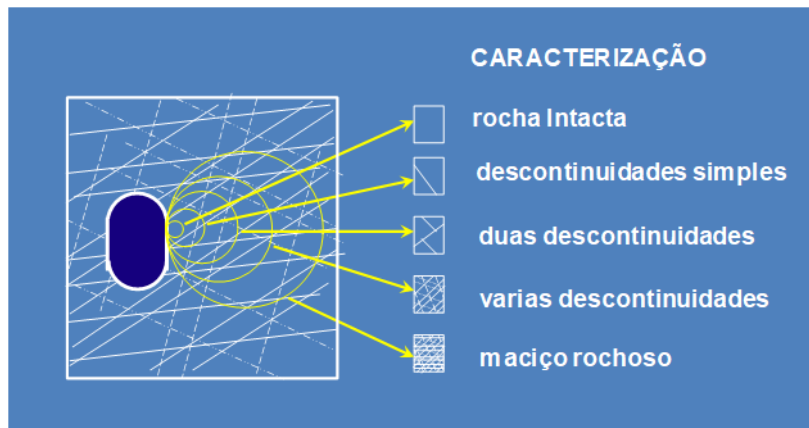
A elasticidade é uma propriedade ideal; na prática se um material se comporta elasticamente ou não depende fundamentalmente de três fatores: a homogeneidade, a isotropia e a continuidade. Todas as rochas têm algo de anisotrópicas, heterogêneas e descontínuas e nenhuma delas é por esse motivo, perfeitamente elástica. Em síntese, pode-se dizer que os maciços rochosos são essencialmente heterogêneos, anisotrópicos e descontínuos, e sua complexidade resulta da evolução geológica a que foram submetidos.

### **2.3. CARACTERIZAÇÃO DE UM MACIÇO ROCHOSO**

Geotecnicamente, os maciços rochosos tendem a ser não homogêneo e, sobretudo descontínuo, cujas propriedades resistentes e deformacionais não podem ser medidas no laboratório já que existe uma diferença muito apreciável entre os valores que se obtém nos ensaios de laboratório e os que se obtém dos ensaios realizados *in situ*. Esta diferença é consequência do volume afetado em cada caso e que é conhecido como efeito escala. O efeito escala é a consequência mais importante do caráter heterogêneo e descontínuo dos maciços rochosos. Segundo Vallejo et al. (2002) a extrapolação dos resultados obtidos em escalas menores do que as do maciço estudado torna-se válida, somente, quando o volume da amostra ensaiada é representativo do conjunto.

A Figura 2.6 mostra o efeito na avaliação dos maciços rochosos, ilustrando a variação das amostras com o aumento de seu tamanho, envolvendo sucessivamente à matriz rochosa, à matriz e uma única descontinuidade, várias famílias de descontinuidades e ao maciço rochoso como um conjunto.

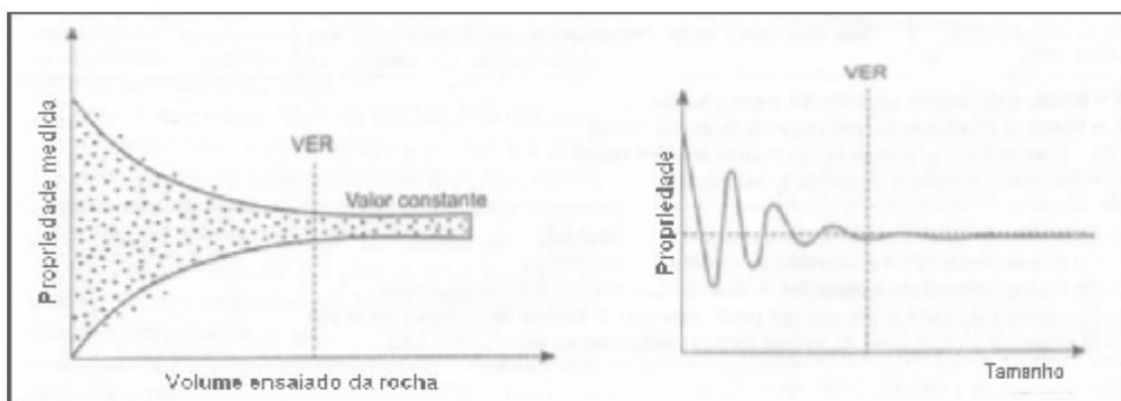




**Figura 2.6.** Representação esquemática do efeito escala no estudo de maciços rochosos (modificado de Hoek & Brown, 1988).

A importância do efeito escala pode ser percebida e evidenciada quando se ensaia amostras de um único maciço com diferentes tamanhos de amostra e se obtém resultados variáveis e dispersos. Na Figura 2.7 é possível concluir que os resultados dos ensaios passam a ser independentes do tamanho a partir de um determinado volume da amostra.

O menor volume representativo do comportamento de um determinado maciço rochoso para uma determinada propriedade é chamado de “volume elementar representativo” ou VER. É de se destacar que o VER pode variar segundo a propriedade analisada e também de um maciço para o outro. Em rocha intacta, a variabilidade mineralógica e estrutural e a heterogeneidade são condicionantes do efeito escala. Já em maciços rochosos os espaçamentos das juntas são os condicionantes principais visto que quanto maior o volume do maciço rochoso considerado, maior será o papel das descontinuidades perante a resistência e deformabilidade (Galera *et al.*, 2005).



**Figura 2.7.** Variação de determinadas propriedades das rochas segundo o volume considerado. A dispersão dos valores medidos tende a diminuir ao aumentar o tamanho (Vallejo *et al.*, 2002).

### **2.3.1. DETERMINAÇÃO DE PARAMETROS DE DEFORMABILIDADE**

Conforme mencionado no item anterior o fator escala é primordial no entendimento de um maciço rochoso. Como os ensaios de compressão à escala real em maciços rochosos tendem a ser difíceis, bem como, há uma dificuldade intrínseca em ensaiar volumes representativos em laboratórios, a estimativa direta da deformabilidade pode ser uma atividade difícil de ser executada. Desta maneira, métodos alternativos de ensaio acabam sendo uma saída a ser utilizados. Neste contexto, na avaliação da deformabilidade de um maciço rochoso podem ser considerados dois métodos distintos, os métodos diretos e os métodos indiretos. Os métodos diretos incluem os ensaios *in situ*, enquanto os métodos indiretos incluem os métodos geofísicos e uma série de correlações empíricas.

### **2.3.2. DETERMINAÇÃO DIRETA – ENSAIOS *IN SITU***

Na determinação direta, ou seja, a avaliação *in situ* da deformabilidade, os ensaios podem envolver pequenos volumes ou grandes volumes. No primeiro caso normalmente são realizados na periferia de um furo de sondagem. Já para grandes volumes, ensaios de maior porte são necessários, como é o caso dos ensaios com macacos planos de grande área (*LFJ – Large Flat Jacks*).

Sousa *et al.* (2005) descreve que para a determinação *in situ* dos parâmetros de deformabilidade em pequena escala, executam-se, normalmente, ensaios em furos de sondagens. Esses ensaios podem ser agrupados em dois tipos principais que são função da forma como é aplicada a pressão nas paredes do furo. São elas: a aplicação da pressão ao longo de uma membrana flexível completamente adaptada às paredes do furo com uma pressão rotacional simétrica, como no caso dos dilatômetros; e, a aplicação da pressão em pratos rígidos em dois arcos de circunferência (macacos de sondagem).

A Tabela 2.4 mostra as vantagens e desvantagens de alguns dos mais comuns ensaios.

**Tabela 2.4.** Ensaios *in situ* para determinar a deformabilidade dos maciços rochosos (Serrano, 1997), extraído (Vallejo *et al.*, 2002).

Ensaio	Volume	Lugar	Vantagens	Desvantagens
Macaco Plano ( <i>flat jack</i> )	Alguns m <sup>3</sup>	Nas paredes de galerias e túneis, etc.	Amostras grandes. Distribuição das tensões conhecida	Custoso. Precisam-se obras especiais. Poucos ensaios.
Carga em placa	Até 1m <sup>3</sup> dependendo do tamanho da placa	Nas paredes de galerias, túneis, poços, etc.	Amostras grandes e pouco perturbadas	Distribuição das tensões mal conhecida. Tem que ser feitas muitas suposições para a interpretação. Custos. Obras especiais. Poucos ensaios.
Dilatômetro	Alguns m <sup>3</sup>	Em furos de sondagens.	Pode ser feito em profundidade. É um método bom para obter a distribuição da deformabilidade do maciço em juntas fechadas, Baixo custo.	Amostras pequenas. Distribuição das tensões desconhecida. Requer suposições adicionais.
Macaco Radial	Até 1m <sup>3</sup> dependendo do tamanho do macaco	Em galerias especiais.	Amostra grande muito adequado para galerias a pressão.	Muito custoso. Normalmente só um ensaio é feito.
Triaxial a grande escala.	Alguns m <sup>3</sup>	Perto da superfície, em galerias e túneis, etc.	Amostra grande, distribuição de tensões bem conhecida.	Muito custoso. Obras especiais. Muito poucos ensaios.

### 2.3.3. DETERMINAÇÃO INDIRETA

Os métodos indiretos podem ser uma forma razoável para a avaliação da deformabilidade do maciço rochoso e são, vias de regra, bem-vindos em projetos de engenharia. Os principais métodos indiretos são os métodos geofísicos e as correlações empíricas.

#### 2.3.3.1. MÉTODOS GEOFÍSICOS

Os métodos geofísicos podem ser usados para estimar, de forma indireta, a deformabilidade dinâmica do maciço rochoso. Os princípios gerais da geofísica, para essa aplicação, estão baseados nos valores da velocidade das ondas elásticas de compressão ou longitudinais,  $V_p$ , e de cisalhamento ou transversais,  $V_s$ , ao longo do maciço rochoso. As constantes de deformabilidade estática podem ser obtidas a partir das constantes dinâmicas, mediante correlações, as quais em geral são pouco precisas.

Os valores das velocidades de propagação das ondas longitudinais dependem, no maciço rochoso, do tipo de material rochoso, do seu grau de alteração, do grau de fraturamento, do estado de tensões e das condições hidrogeológicas.

Os métodos geofísicos têm como vantagens a possibilidade de determinação dos parâmetros em áreas extensas com poucos ensaios direto, permitindo avaliar as características da rocha em deformações muito pequenas (da ordem de 0,001 por cento) o qual provê informações mais reais das propriedades elásticas da rocha; outra vantagem é o relativo baixo custo, já que se pode obter informações de grandes áreas num mesmo levantamento.

Entre as desvantagens pode se mencionar o melhor funcionamento do método quando há bastante diferença na rigidez dos materiais ensaiados (contraste geofísico).

### **2.3.3.2. CORRELAÇÕES EMPÍRICAS**

Os ensaios de campo supracitados para a determinação de parâmetros geotécnicos em rochas in situ são difíceis de operacionalizar, têm custos elevados e apresentam, de maneira geral, confiabilidade e grau de exatidão duvidoso. Por este motivo a necessidade crescente por outros métodos determinou o desenvolvimento de modelos empíricos para determinação de parâmetros de rocha, em especial o módulo de deformação do maciço rochoso obtido por correlações com classificações geomecânicas.

## **2.4. CONDICIONANTES GEOLÓGICO-GEOTÉCNICOS NO ESTUDO DE ESTABILIDADE DE TALUDES DE MINERAÇÃO**

Segundo Hoek (1976), existem vários condicionantes geológico-geotécnicos que determinam a estabilidade de taludes de escavação de minas a céu aberto. Os principais deles estão sintetizados na Figura 2.8.



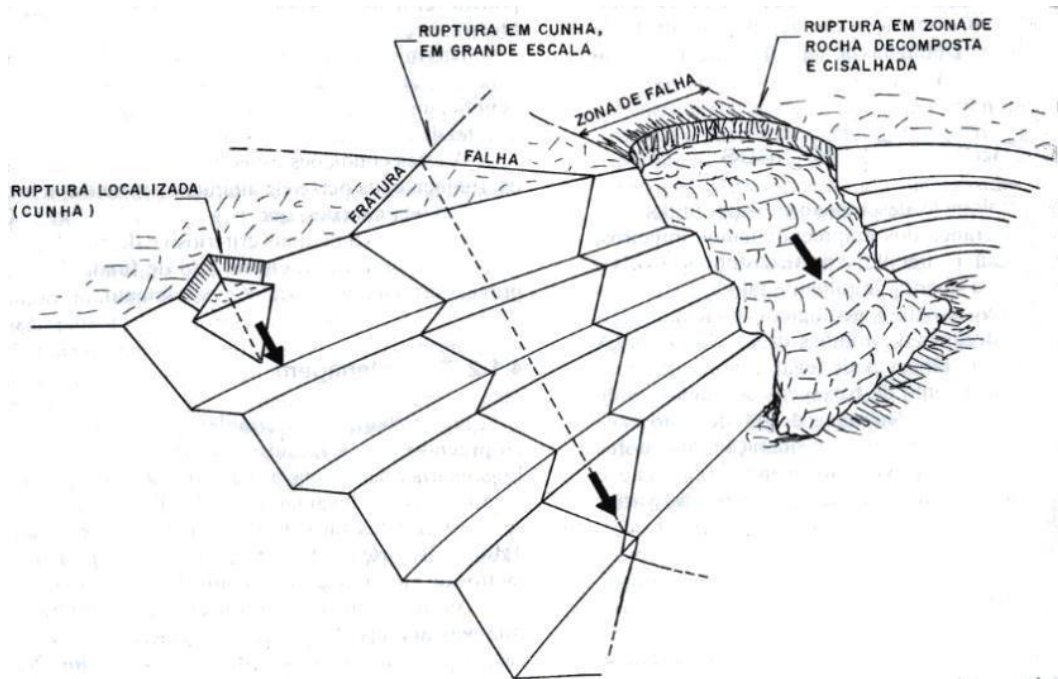
**Figura 2.8.** Fatores que condicionam a estabilidade de taludes de minas a céu aberto (Zea, 2004).

Dentre esses condicionantes geológico-geotécnicos que determinam a estabilidade de taludes de escavação de minas a céu aberto os mais relevantes para essa pesquisa estão descritos nos itens que se seguem.

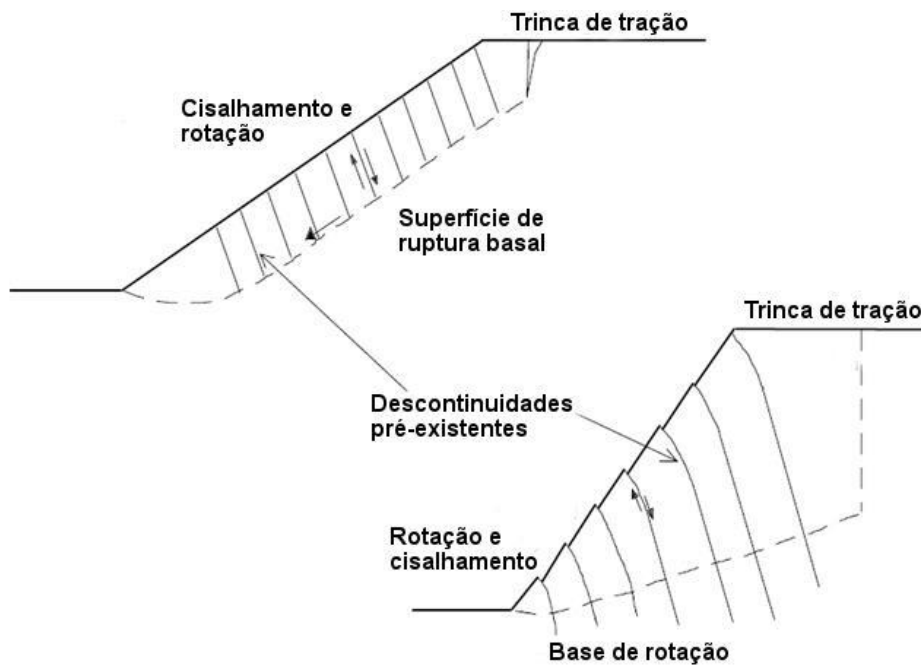
### 2.4.1. GEOLOGIA

A geologia desempenha o papel mais importante na estabilidade de taludes de escavação. Sua caracterização permite estimar as propriedades de resistência e deformabilidade do maciço rochoso. Esta caracterização baseia-se na análise de aspectos inerentes à matriz rochosa, como sua classificação, grau de alteração e resistência, e aspectos relativos às descontinuidades, como orientação, espaçamento, persistência, rugosidade e resistência das paredes, abertura, preenchimento e infiltrações (ISRM, 1978; Serra Júnior & Ojima, 1998). A Figura 2.9 exemplifica alguns destes aspectos, bem como a relação de escala entre estruturas geológicas e taludes de mineração, sendo possível identificar três modos de ruptura básicos: (I) ruptura local, controlada por estruturas em nível de bancada; (II) ruptura global, controlado por estruturas geológicas persistentes (e.g. falhas geológicas); e (III) ruptura global, relacionada a um meio altamente perturbado. Sjöberg (1999) relata que em taludes altos (300-500m), rupturas circulares, típicas de maciços terrosos, e tombamentos flexurais (Figura 2.10) são os casos mais frequentemente observados. No caso dos tombamentos, segundo o autor, ocorreriam, entre outras coisas, em massas rochosas com descontinuidades persistentes de alto mergulho ou altamente foliadas, relacionadas ao contínuo aprofundamento da mina. Os

modos de ruptura II e III podem mobilizar um enorme volume de material, provocando acidentes e interrompendo a lavra.



**Figura 2.9.** Tipos de ruptura de taludes de mineração a céu aberto (Abrão & Oliveira, 1998).

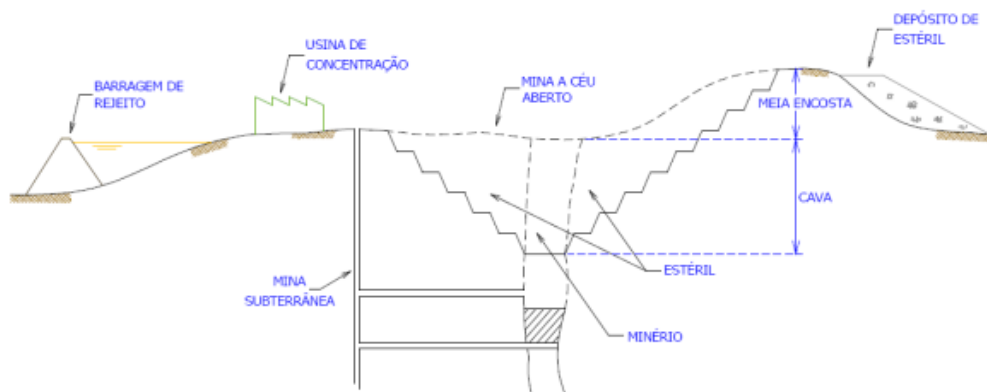


**Figura 2.10.** Ruptura por tombamento flexural em taludes altos (modificado de Sjoberg, 1996).

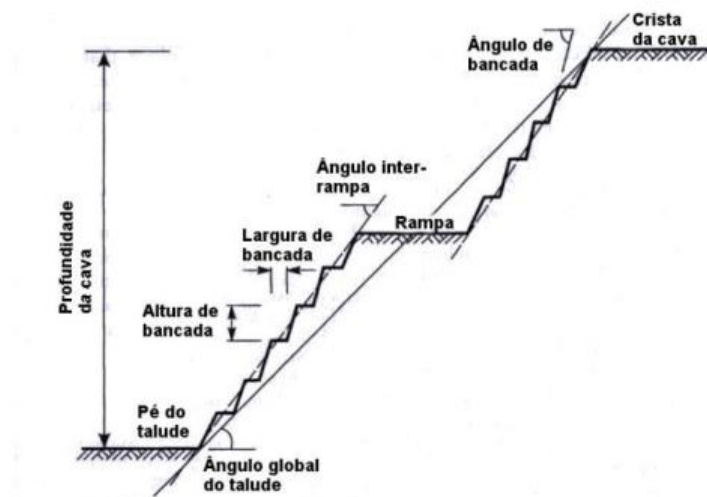
## 2.4.2. GEOMETRIA DE CORTE

A geometria de uma mina a céu aberto é definida com base em uma série de fatores. Em função da geometria, posição do corpo de minério e relação com as rochas encaixantes (estéril), as minas podem alcançar grandes dimensões (Figura 2.11), a partir da qual, dependendo de fatores econômicos, se inicia a operação da lavra subterrânea.

A geometria de corte de taludes de mineração é descrita por três componentes principais (Figura 2.12): (a) o ângulo global do talude, da crista ao pé da mina. Este ângulo pode variar, sendo normalmente mais abatido para os materiais superficiais (menos coesos) e mais inclinado para os materiais mais competentes, estando relacionado aos parâmetros de resistência global do maciço; (b) o ângulo inter-rampas, que depende do número de rampas e suas larguras; e (c) o ângulo de cada bancada, que depende de seu espaçamento vertical e largura (Wyllie & Mah, 2004). Deve-se destacar que a modificação da geometria dos taludes, sobrecargas, retaludamentos e remoção do pé podem resultar no aparecimento de processos disruptivos (Guidicini & Nieble, 1984).



**Figura 2.11.** Esquema de um empreendimento de mineração (modificado de Abrão & Oliveira, 1998).



**Figura 2.12.** Geometria típica de uma mina a céu aberto (modificado de Wyllie & Mah, 2004).

### **2.4.3. OUTROS FATORES IMPORTANTES**

Além dos fatores apresentados nos itens 2.4.1. e 2.4.2. outros fatores não menos importantes no estudo de estabilidade de taludes de mineração, mas que não são objetos de estudo dessa dissertação são água no maciço, estado de tensões e danos provocados por explosivos que são mencionados a seguir.

#### **2.4.3.1. ÁGUA SUBTERRÂNEA**

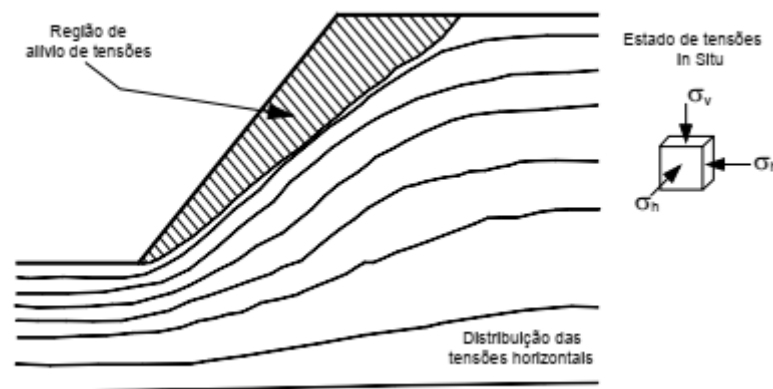
As águas subterrâneas detêm papel importante na estabilidade de taludes de mineração. A presença de água produz, de maneira geral, um efeito adverso na estabilidade dos taludes, diminuindo a resistência das descontinuidades e incrementando a decomposição química das rochas, o qual também reduz a resistência do maciço rochoso.

#### **2.4.3.2. ESTADO DE TENSÕES**

Em cavas de mineração os estados de tensões iniciais, ou natural, são modificados ao longo do processo de escavação. Há geração de tensões induzidas em lavras superficiais, ou seja, o estado de tensão inicial é perturbado conforme a evolução da escavação. O vazio criado pela



modificação da geometria faz com que as tensões se redistribuam ao longo da borda da lavra (Figura 2.13). Existindo uma zona de alívio de tensões na face do talude, a redistribuição das tensões devido à remoção do material resulta do desconfinamento do maciço rochoso (Sjöberg, 1999 e Hoek & Marinos, 2000). Nesta região, a tensão vertical diminui, provocando, a abertura de fendas pré-existentes (juntas de alívio sub-horizontais). Isto ocorre devido ao decréscimo da tensão normal (diminuição da resistência ao cisalhamento), caracterizando uma região com sérios problemas de instabilidade geotécnica.



**Figura 2.13.** Redistribuição das tensões com a mudança de geometria da cava (modificado de Sjöberg, 1999).

#### 2.4.3.3. DANOS PROVOCADOS POR EXPLOSIVOS

Os danos induzidos pelas detonações em mineração são oriundos principalmente da energia dos explosivos empregados no processo de detonação. Parte da energia gerada por esses explosivos atua na quebra e lançamento da massa rochosa. Outra parte atua no maciço rochoso sob a forma de ondas de choque instáveis de alta velocidade, que se propagam pela massa, sob a forma ondulatória, provocando vibrações até que a energia se dissipe. Estes danos ocorrem tanto na massa lavrada, quanto no maciço remanescente atrás da parede escavada, sendo denominado de sobre ruptura ou *overbreak*. Isto ocorre particularmente na presença de famílias de fraturas, que funcionam como faces livres, causando reflexão e refração das ondas de tensão, e ainda proporcionando caminhos para a dissipação da pressão do gás (Hudson & Harrison, 1997).

## 2.5. CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA DO MACIÇO ROCHOSO

Um maciço rochoso, sob o ponto de vista da engenharia civil, é um conjunto de blocos de rocha justapostos e articulados. O material que constitui os blocos é a matriz, denominado rocha intacta e as superfícies que os limitam são as descontinuidades (Serra Júnior & Ojima, 1998). Numa abordagem mais ampla um maciço rochoso é constituído por rochas e descontinuidades.

As propriedades desse conjunto dependem, dentre outros fatores, da relação entre a escala da escavação (escala de observação) e o padrão das descontinuidades. Um maciço rochoso quando é submetido a carregamentos ou descarregamentos tem seus componentes interagindo de maneira complexa. Por este motivo, expressar o comportamento de um maciço rochoso submetido à escavação é uma tarefa muito difícil (Herget, 1988). Nesse contexto, métodos ditos empíricos, que unem experiência a aproximações teóricas podem auxiliar os projetos de escavações, em especial na mineração (Brady & Brown, 1985). Estes métodos baseiam-se, sobretudo, da utilização de classificações geomecânicas para avaliar a qualidade do maciço rochoso, enquadrando-os em classes que dependem das características geomecânicas (Serra Júnior & Ojima, 1982, Brady & Brown, 1985).

A utilização de classificações geomecânicas vem sendo uma prática difundida na Geologia de Engenharia e utilizada pelas empresas de mineração para prever o comportamento geotécnico e até mesmo o tipo de tratamento a ser utilizado durante e após as escavações, devido principalmente à dificuldade operacional de ensaiar as rochas, devido à escala.

A classificação geomecânica do maciço rochoso é, portanto, o ato de hierarquizar as características ou atributos do maciço rochoso, organizando-as individualmente em classes, e associando estes comportamentos diferenciados do meio rochoso às condições de solicitação consideradas (Serra Júnior & Ojima, 1998). A classificação geomecânica, em outras palavras, é uma metodologia para a caracterização geotécnica de um maciço rochoso utilizando para isso um índice. Portanto, a previsibilidade do comportamento geotécnico de um maciço rochoso está intimamente relacionada ao nível de identificação real dos parâmetros dessa classificação e o índice correlato.

A primeira idealização de classificação do maciço rochoso quanto a sua qualidade perante as necessidades em obras de engenharia foi concebida por Terzagui, em 1946. O Sistema de classificação proposto por Terzagui (1946), ou *Rock Load Factor*, tinha aplicações em obras de túneis nos EUA.

Lauffer (1958) propôs o *Stand-up Time*, ou tempo de auto sustentação, também para auxiliar nas atividades de engenharia de túneis.

Muller (1962) considerou 4 estados de alteração e 5 grupos para o espaçamento entre diaclases em sua classificação:

- Grau 1 – Rocha sã;
  - Grau 2 – Rocha pouco a medianamente alterada;
  - Grau 3 – Rocha alterada;
  - Grau 4 – Rocha decomposta ou solo residual;
- 
- Acima de 2 m – ocasional;
  - Entre 20 cm e 2 m – grande;
  - Entre 2 e 20 cm – pequeno;
  - Entre 0,1 e 2 cm – muito pequeno;
  - < 0,1 cm – zona de esmagamento, a rocha comporta-se como um solo

Deere (1963) propôs a Descrição Técnica de Núcleos Rochosos em seu trabalho "Technical Description of Rock Cores for Engineering Purposes". Mas o conceito de RQD (*Rock Quality Designation*), extremamente utilizado em projetos e obras de engenharia, não foi apresentado no artigo de 1963, pois ainda não tinha sido concedido na sua totalidade. A primeira publicação sobre RQD (*Rock Quality Designation*) como um índice de qualidade de rocha foi em 1967 (Deere *et al.*, 1967).

Lida *et. al.* (1970) consideram 3 fatores:

Estado de alteração, espaçamento das diaclases, abertura das diaclases.

- A – rocha dura a sã
- B – medianamente alterada e medianamente dura
- C – alterada, fraturando-se facilmente com martelo

- I – afastamento >50cm
- II – afastamento entre 15 e 50cm
- III – afastamento <15cm
  
- a – fechadas, não alteradas ao longo das superfícies das diaclases
- b – fechadas, um pouco alteradas ao longo da diaclase
- c – pouco abertas ou fechadas, mas muito alteradas ao longo das diaclases
- d – muito abertas

Wickham *et al.* (1972) descreveram um método quantitativo para descrever a qualidade de um maciço rochoso e para selecionar o suporte adequado com base na avaliação da estrutura rochosa ou *RSR* (*Rock Structure Rating*). A maioria dos casos, usados no desenvolvimento deste sistema, foi para túneis relativamente pequenos suportados por conjuntos de aço, entretanto, este sistema foi o primeiro a fazer referência a concreto projetado. Apesar desta limitação, vale a pena examinar o sistema *RSR* com algum detalhe, uma vez que ele demonstra a lógica envolvida no desenvolvimento de um sistema de classificação de massa de rocha semi-quantitativa.

A importância do sistema *RSR*, no contexto desta discussão, é que ele introduziu o conceito de classificação de cada um dos componentes listados abaixo para chegar a um valor numérico de *RSR*, conforme Equação 2.1.

$$RSR = A + B + C \quad (2.1)$$

Parâmetro A, Geologia: Avaliação geral da estrutura geológica com base em:

- Origem do tipo rocha (ígnea, metamórfica, sedimentar);
- Dureza da rocha (dura, média, suave, baixa dureza);
- Estrutura geológica (maciça, ligeiramente fraturada/dobrada, moderadamente fraturada/dobrada, intensamente fraturada/dobrado);

Parâmetro B, Geometria: Efeito do padrão de fraturamento em relação à direção de desenvolvimento do túnel com base em:

- Espaçamento de Juntas;

- Orientação de Juntas (direção e mergulho);
- Direção de desenvolvimento do túnel;

Parâmetro C: Efeito do fluxo de água subterrâneo e condições das juntas com base em:

- Qualidade geral do maciço rochoso com base na combinação dos itens A e B;
- Condição das juntas (boa, mediana, pobre);
- Quantidade de fluxo de água (quantidade por tempo em linha de túnel);

Três tabelas do artigo de Wickham *et al.* (1972) são apresentadas a seguir nas Tabelas 2.5, 2.6 e 2.7. Essas tabelas podem ser usadas para avaliar a classificação de cada um dos parâmetros utilizados para chegar ao valor de *RSR* (máximo *RSR* = 100).

**Tabela 2.5.** *RSR*, Rock Structure Rating; Parâmetro A: Geologia.

	Basic Rock Type				Geological Structure			
	Hard	Medium	Soft	Decomposed				
Igneous	1	2	3	4		Slightly	Moderately	Intensively
Metamorphic	1	2	3	4		Folded or	Folded or	Folded or
Sedimentary	2	3	4	4	Massive	Faulted	Faulted	Faulted
Type 1					30	22	15	9
Type 2					27	20	13	8
Type 3					24	18	12	7
Type 4					19	15	10	6

**Tabela 2.6.** *RSR*, Rock Structure Rating; Parâmetro B: Condições das juntas, direção de desenvolvimento.

Average joint spacing	Strike $\perp$ to Axis					Strike $\parallel$ to Axis			
	Direction of Drive						Direction of Drive		
	Both	With Dip		Against Dip		Either direction			
	Dip of Prominent Joints <sup>a</sup>						Dip of Prominent Joints		
	Flat	Dipping	Vertical	Dipping	Vertical	Flat	Dipping	Vertical	
1. Very closely jointed, < 2 in	9	11	13	10	12	9	9	7	
2. Closely jointed, 2-6 in	13	16	19	15	17	14	14	11	
3. Moderately jointed, 6-12 in	23	24	28	19	22	23	23	19	
4. Moderate to blocky, 1-2 ft	30	32	36	25	28	30	28	24	
5. Blocky to massive, 2-4 ft	36	38	40	33	35	36	24	28	
6. Massive, > 4 ft	40	43	45	37	40	40	38	34	

**Tabela 2.7.** *RSR, Rock Structure Rating: Parametro C: Condições das juntas, água subterrânea.*

Anticipated water inflow gpm/1000 ft of tunnel	Sum of Parameters A + B					
	13 - 44			45 - 75		
	Joint Condition <sup>b</sup>					
	Good	Fair	Poor	Good	Fair	Poor
None	22	18	12	25	22	18
Slight, < 200 gpm	19	15	9	23	19	14
Moderate, 200-1000 gpm	15	22	7	21	16	12
Heavy, > 1000 gp	10	8	6	18	14	10

Embora o Sistema de Classificação *RSR* não ser comumente utilizado hoje, o sistema proposto por Wickham *et al.* (1972) desempenhou um papel significativo no desenvolvimento de outros esquemas de classificação que serão discutidos no desenrolar desse trabalho.

Entretanto os principais sistemas de classificação geomecânicos utilizados em mineração surgiram na década de 70 e são os sistemas *RMR (Rock Mass Ratio)* de Bieniawsky (1973) e *Q* de Barton *et al.* (1974). Esses dois sistemas, *RMR* e *Q*, serão mais bem descritos, nesse trabalho, após a descrição cronológica dos principais sistemas de classificação existentes na literatura, devido ao maior peso que os mesmos representam na indústria da mineração em termos de aplicabilidade.

Devido à importância dos sistemas *RMR* e *Q* para a mecânica de rochas estes sistemas passaram por revisões e aprimoramentos. Em 1976 foi proposta uma relação entre *RMR* e *Q-index* (Bieniawski, 1976). Baseado em 111 casos históricos analisados para esse propósito (envolvendo 62 casos Escandinavos, 28 casos Sul Africanos e 21 casos históricos dos Estados Unidos, Canada, Austrália e Europa). Para os casos de engenharia civil de túneis a relação encontrada é apresentada na Equação 2.2.

$$RMR = 9 \ln Q + 44 \quad (2.2)$$

Para os casos de engenharia de minas, Abad *et al.* (1983) analisou 187 acessos em minas de carvão na Espanha chegando na correlação indicada pela Equação 2.3.

$$RMR = 10.5 \ln Q + 42 \quad (2.3)$$

Rutledge & Preston (1978) determinaram uma correlação analisando sete projetos de tuneis na Nova Zelândia, conforme a Equação 2.4.

$$RSR = 0.77 RMR + 12.4 \quad (2.4)$$

Tallon (1982) confirmou a relação acima com base em quatro projetos de tuneis na Espanha.

Em 1981, a International Society for Rock Mechanics, ISRM, por meio de sua Comissão para Classificação de Rochas e Maciços Rochosos, publicou um documento internacional de auxílio à classificação de rochas e maciços rochosos, o *Basic Geotechnical Description of Rock (BGD)*, ou Descrição Geotécnica Básica. Os objetivos da *BGD* era estabelecer código de linguagem e conter informação quantitativa baseada em medições simples e caracterizar o comportamento mecânico de maciços rochosos e material rochoso. Os parâmetros utilizados na *BGD* são:

- Classificação geológica (petrográfica, grau de alteração, estrutura geológica e características de faturamento);
- Características estruturais do material rochoso, tais como espessura de camadas e espaçamentos entre fraturas.
- Características mecânicas (resistência à compressão simples do material rocha e ângulo de atrito de fraturas).

O zoneamento do maciço nessa metodologia se dá, portanto, com base em litologia, alteração e faturamento e propriedade de rocha intacta.

Em 1985 o corpo de engenheiros do exército americano (USACE, US Army Corps of Engineers) publicou uma recomendação para um sistema de classificação de maciço rochoso para aplicações de engenharia, apontando a existência de resultados divergentes nos sistemas de classificações existentes quando utilizados por diferentes engenheiros e geólogos. O propósito do trabalho foi recomendar descrições geotécnicas para propriedades e características de maciços rochosos que podem ser determinados em campo e compreendidos e usados por engenheiros geotécnicos e empreiteiros. As descrições de rochas discutidas nesse trabalho são o tipo de rocha, a resistência, espaçamento de descontinuidades, condição das descontinuidades, orientação das descontinuidades, intemperismo, índice de qualidade de rocha (*RQD*), condições de água subterrâneas, e densidade de rocha. A discussão de cada propriedade de maciços rochoso descrito inclui a definição do termo, a importância no sistema de classificação de maciço rochoso para uso geotécnico, e a recomendação de descrição e/ou mensuração para uso do Corpo de Engenheiros do Exército Americano (USACE).

O *Slope Mass Rating*, *SMR*, foi proposto por Romana, 1985. Este sistema utiliza o *RMR* básico, ou seja, sem correções, aplicando-se fatores de correção relativos às relações angulares entre a orientação da face dos taludes e a das descontinuidades, Equação 2.5. Uma desvantagem da aplicação desse sistema consiste no detalhamento de como definir quantitativamente os fatores de correção para taludes propostos no sistema *RMR* (Irigaray *et al.*, 2003). O *SMR* é definido pela seguinte relação:

$$SMR = RMR_b + (F1.F2.F3) + F4 \quad (2.5)$$

onde:

$RMR_b$  é o resultado obtido, sem nenhuma correção, de acordo com os parâmetros de classificação segundo Bieniawski (1989).  $F1$  depende da direção do ângulo de mergulho da descontinuidade ( $\alpha_j$ ), e a direção de mergulho do talude ( $\alpha_s$ ), que pode ser expresso da seguinte forma, Equação 2.6:

$$F_1 = (1 - \sin(\alpha_j - \alpha_s))^2 \quad (2.6)$$

Sendo que o valor de  $F1$  varia de 1, quando ambas as direções são paralelas, a 0.15, que é o menor valor possível segundo a tabela 2.8 (Romana,1985).

**Tabela 2.8.** Valores dos fatores  $F1$ ,  $F2$  e  $F3$  (Romana, 1985).

Modo de Ruptura		Muito Favorável	Favorável	Moderado	Desfavorável	Muito Desfavorável
P	$ \alpha_j - \alpha_s$					
T	$ \alpha_j - \alpha_s - 180$	> 30°	30° - 20°	20° - 10°	10° - 5°	< 5°
C	-					
P/T/C	$F_1$	0,15	0,4	0,70	0,85	1,00
P		< 20°	20° - 30°	30° - 35°	35° - 45°	> 45°
C						
P/C	$F_2$	0,15	0,40	0,70	0,85	1,00
T	$F_2$	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
P		> 10°	10° - 0°	0°	0° - (- 10°)	< -10°
C						
T		< 110°	110° - 120°	> 120°		
P/C/T	$F_3$	0	-6	-25	-50	-60

P - Ruptura planar; T - Ruptura por tombamento; C - Ruptura por cunha  
 - Direção do talude;  $\alpha$  - Direção da fratura; - Direção de mergulho da linha de intersecção;  
 - Mergulho do talude; - Mergulho da junta; - linha de intersecção

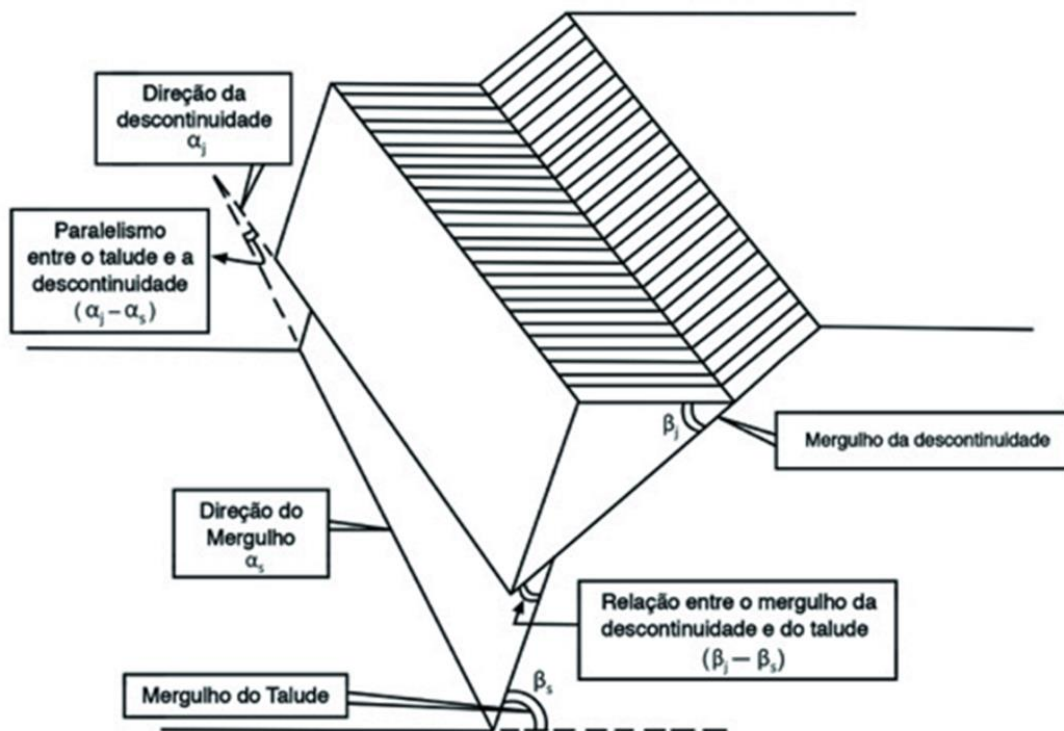
O parâmetro  $F2$ , segundo Romana (1985), pode ser considerado como a resistência ao



cisalhamento da descontinuidade, que na ruptura planar, depende do ângulo de mergulho da descontinuidade ( $\beta_j$ ), porém no caso de tombamento, o valor de F2 será igual a 1, Equação 2.7. Pode ser determinado como:

$$F_2 = \tan_2 \beta_j \quad (2.7)$$

O valor de F2 pode variar entre 1,00, para descontinuidades com mergulho maior ou igual a 45°, até 0,15, para mergulhos menores que 20°. F3 reflete a relação entre a face do talude ( $\beta_s$ ) (figura 2.14) e o mergulho da descontinuidade ( $\beta_j$ ), também presente em RMR 76 (Bieniawski, 1976). No modo de ruptura planar, F3 refere-se à probabilidade de a ruptura ocorrer no talude.



**Figura 2.14.** Modelo de ruptura planar mostrando os ângulo  $\beta_j$ ,  $\beta_s$ ,  $\alpha_j$  e  $\alpha_s$  (Singh & Goel, 1999).

F4 é um fator de ajuste que depende do método de escavação utilizado para produção do talude, variando entre +15, para taludes naturais, a -8 para detonações inadequadas (tabela 2.9).

**Tabela 2.9.** Valores de F4 para o método de escavação aplicado.

Método	Talude Natural	Pré-corte	Detonação Suave	Escavação Mecânica	Detonação Deficiente
$F_4$	+ 15	+ 10	+ 8	0	- 8

O valor final resultante da fórmula será o SMR, que indicará qual a classe do maciço estudado. Romana (1985) em sua descrição correlaciona a classe do maciço com o tipo de ruptura, sendo:

Classe I – Sem rupturas;

Classe II – Alguns blocos;

Classe III – Poucas formações de cunha;

Classe IV – Rupturas planares e cunhas grandes;

Classe V – Rupturas planares grandes comporta-se como solo

Como pode ser detalhado na tabela 2.10.

**Tabela 2.10.** Classe do SMR associada com seu respectivo valor, estabilidade do talude, possíveis rupturas e contenção sugerida.

Classe	Valor do SMR	Descrição	Estabilidade	Ruptura	Contenção
I	81 - 100	Excelente	Totalmente estável	Nenhuma	Nenhuma
II	61 - 80	Boa	Estável	Alguns Blocos	Ocasional
III	41 - 60	Razoável	Parcialmente Estável	Poucas formações de cunha	Sistemática
IV	21 - 40	Ruim	Instável	Planar e cunhas grandes	Corretiva
V	0 - 20	Muito Ruim	Totalmente Instável	Planares grandes, comporta-se como solo	Reescavação

### 2.5.1. CLASSIFICAÇÃO DE MACIÇOS ROCHOSOS, RMR

A classificação de maciços rochosos, também chamada de classificação geomecânica ou sistema de classificação de massa de rocha (RMR), *Rock Mass Rating*, foi inicialmente desenvolvido no Conselho Sul-Africano de Pesquisa Científica e Industrial (CSIR) por Bieniawski (1973), com base em suas experiências em construções de túneis rasos em rochas sedimentares (Kaiser *et al.*, 1986).

Essa classificação sofreu várias modificações entre os anos de 1973 a 1989. Objetivando sucessivos refinamentos à medida que mais registros de casos foram examinados proporcionando aprimoramento nos parâmetros de classificação.

Para que o sistema de classificação geomecânica, ou RMR, seja realizado é necessário dividir o local de estudo em uma série de unidades geológicas e estruturais, de forma que cada tipo de maciço rochoso seja representado por uma unidade particular. As particularidades de cada unidade estrutural são medidas seguindo os seis parâmetros apresentados abaixo:

- i. Resistência à compressão uniaxial de rocha intacta;
- ii. Qualidade de testemunhos RQD;
- iii. Espaçamento das descontinuidades;
- iv. Condição das descontinuidades;
- v. Água subterrânea;
- vi. Orientação das descontinuidades;

A classificação de massa de rocha deve ser determinada como uma soma algébrica, Equação 2.8, da categorização de todos os parâmetros que constam nos quadros da Figura 2.15. (Bieniawsky, 1989).

$$\text{RMR} = \text{JA1} + \text{JA2} + \text{JA3} + \text{JA4} + \text{JA5} + \text{JB} \quad (2.8)$$

A. Parâmetros de classificação e notas						
<b>A1. Resistência da rocha intacta</b>						
Parâmetro	valores					
Índice de compressão puntiforme (Mpa)	> 10	4 - 10	2 - 4	1 - 2	Ensaio de compressão uniaxial preferido	
Resistência a compressão simples (Mpa)	> 250	100 - 250	50 - 100	25 - 50	5 - 25	1 - 5 < 1
Peso relativo $J_{A1}$	15	12	7	4	2	1 0
<b>A2. Qualidade do testemunho RQD</b>						
	90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%	
Peso relativo $J_{A2}$	20	17	13	8	3	
<b>A3. Espaçamento das descontinuidades (m)</b>						
	> 2	2 a 0.6	0.6 a 0.2	0.2 a 0.06	< 0.06	
Peso relativo $J_{A3}$	20	15	10	8	5	
<b>A4. Condição das descontinuidades (veja E)</b>						
	Superfícies muito rugosas, descontinuas, fechadas, paredes duras e não alteradas	Paredes pouco rugosas, abertura < 1 mm Paredes ligeiramente alteradas	Paredes pouco rugosas, abertura < 1 mm Parede muito alterada	Superfícies estriadas ou Preenchimento < 5 mm de espessura ou abertura 1 - 5 mm Juntas persistentes	Preenchimento mole de espessura > 5 mm ou abertura > 5 mm Juntas persistentes	
Peso relativo $J_{A4}$	30	25	20	10	0	
<b>A5. água subterrânea</b>						
Infiltração em 10 m de túnel (L/min)	Nenhuma	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125	
Poropressão na junta/tensão principal $\sigma$	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5	
Condições gerais	Completamente seco	Umidade (água intersticial)	molhado	Gotejamento	Fluxo abundante	
Peso relativo $J_{A5}$	15	10	7	4	0	

**Figura 2.15.** Classificação de Maciço Rochoso (RMR) (Modificado de Bieniawski, 1989).

Posteriormente, essa classificação foi utilizada para orientação da descontinuidade em relação à escavação, Tabelas 2.11, 2.12, 2.13.

**Tabela 2.11.** Orientação das descontinuidades em relação ao eixo da escavação. (Bieniawski, 1989).

Orientação das descontinuidades	Muito favorável	Favorável	Regular	Desfavorável	Muito Desfavorável
Túneis	0	-2	-5	-10	-12
Fundações	0	-2	-7	-15	-25
Taludes	0	-5	-25	-50	-60

**Tabela 2.12.** Notas totais e classes de maciço (Bieniawski, 1989).

Somatório das notas (RMR)	81-100	61-80	41-60	21-40	< 20
Classe do maciço	I	II	III	IV	V
Condição geral	Muito bom	Bom	Regular	Ruim	Muito ruim

**Tabela 2.13.** Significado das classes de maciço (Bieniawski, 1989).

Classe do Maciço	I	II	III	IV	V
Coesão (Kpa)	> 400	300-400	200-300	100-200	< 100
Ângulo de atrito	>45°	35°-45°	25°-35°	15°-25°	< 15°

Com base nos valores RMR para uma determinada estrutura de engenharia, a massa de rocha é classificada então em cinco classes, ou seja, muito boa (RMR 100-81), boa (80-61), regular (60-41), ruim (40-21) e péssima (<20), como se apresenta na Tabela 2.14.

**Tabela 2.14.** Parâmetros de projeto de engenharia e propriedades de massa de rocha (Modificado de Bieniawski, 1989).

Classe	Parâmetros/propriedades de massa da rocha	Classificação de massa de rocha				
		100-81	80-61	60-41	40-21	<20
1	Classificação de massa de rocha	Muito bom	Bom	Razoável	Pobre	Muito pobre
2	Tempo de levantamento médio de vão	10 anos para 15m de vão	6 meses para 8m de vão	1 semana para 5m de vão	10 horas para 2.5 m de vão	30 min. Para 1m de vão
3	Coesão da massa de rocha (Mpa)	>0.4	0.3 - 0.4	0.2-0.3	0.1-0.2	<0.1
4	Ângulo de atrito interno do maciço rochoso	>45º	35º-45º	35º-25º	25º-15º	<15º
5	Pressão de rolamento permitido (T/m <sup>2</sup> )	600-440	440-280	280-135	135-45	45-30

A classificação pode ser utilizada para estimar muitos parâmetros úteis, tais como a extensão sem suporte (vão livre) e o tempo de auto sustentação. Ela também pode ser usada para a seleção do método de escavação e o sistema de apoio permanente, variáveis imprescindíveis numa escavação subterrânea, por exemplo. Outros parâmetros importantes para a análise de estabilidade podem ser estimados utilizando o método RMR como, a coesão, o ângulo de atrito interno, o módulo de deformação do maciço rochoso e a pressão de rolamento admissível para bases (Singh & Goel, 2006).

## 2.5.2. MODIFICAÇÕES PARA RMR PARA MINERAÇÃO

O sistema Rock Mass Rating (RMR) de Bieniawski foi originalmente baseado em casos históricos extraídos de Engenharia Civil. Consequentemente, a indústria de mineração tendia a considerar a classificação como algo conservadora e várias modificações foram propostas para tornar a classificação mais relevante para aplicações de mineração. Um resumo abrangente dessas modificações foi compilado por Bieniawski (1989).

Laubscher (1977, 1984), Laubscher e Taylor (1976) e Laubscher e Page (1990) descreveram um sistema de classificação de massa modificado para mineração. Esse sistema MRMR, ou *Mining Rock Mass Rating*, aceita o valor básico de RMR, conforme definido por Bieniawski, e o ajusta para compensar tensões *in situ* e tensões induzidas, mudanças de tensão, além dos efeitos de detonação e intemperismo. Um conjunto de recomendações de suporte está associado ao valor MRMR. Ao usar o sistema MRMR de Laubscher, deve-se ter em mente que muitos dos casos históricos nos quais ele é baseado são derivados de operações de subterrâneas. Originalmente, minas subterrâneas de amianto na África formou a base de dados para as modificações, mas, posteriormente, outros casos históricos de todo o mundo foram adicionados ao banco de dados.

Cummings *et al.* (1982) e Kendorski *et al.* (1983) também modificaram a classificação RMR de Bieniawski para produzir o sistema MBR (RMR básico modificado) para mineração. Este sistema foi desenvolvido para operações de lavra do tipo *block caving* nos EUA. Envolve o uso de diferentes avaliações dos parâmetros originais usados para determinar o valor de RMR e subsequente ajuste do valor de MBR resultante dos danos por explosão, tensão induzida, características estruturais, distância da frente da cavidade e tamanho da cavidade. Recomendações de suporte são apresentadas para poços isolados ou desenvolvidos bem como o suporte final e cruzamentos de galerias.

### 2.5.3. ÍNDICE DE QUALIDADE DE ROCHA, $Q$

Com base na avaliação de um grande número de casos históricos de escavações subterrâneas, Barton *et al* (1974) do Instituto Geotécnico Norueguês (NGI) propuseram um Índice de qualidade de tunelamento ( $Q$ ) para a determinação das características do maciço rochoso e do suporte requerido. O valor numérico do índice  $Q$  varia em uma escala logarítmica que vai de 0,001 a um máximo de 1,000 e é definido por:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad (2.9)$$

onde RQD é o Índice de Qualidade de Rocha ou *Rock Quality Designation*;

$J_n$  é o número de famílias de juntas;

$J_r$  é o número de rugosidade das juntas;

- Ja      é o número de alteração das juntas;  
Jw      é o fator de redução por água nas juntas;  
SRF    é o fator de redução por tensão;

Em explicação ao significado dos parâmetros usados para determinar o valor de Q, Barton *et al.* (1974) apresentam os seguintes comentários:

O primeiro quociente ( $RQD/J_n$ ), representa a estrutura do maciço rochoso, é uma medida bruta do tamanho do bloco ou partícula, com os dois valores extremos (100/0.5 e 10/20) diferindo por um valor de 400. Se o quociente é interpretado por unidade de centímetro, o “tamanho de partícula” de 200 até 0.5 podem ser considerados brutos, mas como aproximações realísticas. Provavelmente os maiores blocos devem ter várias vezes deste tamanho e os fragmentos menores menos que a metade do tamanho.

O segundo quociente ( $J_r/J_a$ ) representa a rugosidade e características de atrito das paredes das juntas ou do material de preenchimento. Este quociente é ponderado a favor da rugosidade, para juntas inalteradas em contato direto. É de se esperar que essas superfícies estejam fechadas para o pico de resistência.

Quando há argila mineral preenchendo as juntas nas rochas, a resistência é significativamente reduzida. Entretanto o contato entre as paredes das fraturas após pequenos deslocamentos que possam ocorrer pode ser um fator importante para preservar a escavação.

Quando não há contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas, as condições são extremamente desfavoráveis para a estabilidade do túnel.

Os ângulos de atritos (apresentados na Tabela 2.18) são um pouco menores do que a resistência residual para a maioria das argilas, esse menor valor possivelmente se deve ao fato das bandas de argilas ou preenchimentos serem consolidados durante o cisalhamento.

O terceiro quociente ( $J_w/SRF$ ) consiste em dois parâmetros de tensão. SRF é uma medida de:

- i) Descarregamento no caso de escavação em meio a zonas de cisalhamento e rocha com presença de argila;

- ii) Tensão de rocha em rocha competente;
- iii) Carregamento em rochas plásticas incompetentes.

$J_w$  e SRF podem ser considerados como um parâmetro de tensão total.

O parâmetro  $J_w$  é uma medida da pressão de água, que tem um efeito adverso na resistência ao cisalhamento das fraturas devido à redução da tensão efetiva normal. A água pode, além disso, causar amolecimento e possível lavagem no caso de fraturas preenchidas com argila. É improvável combinar estes dois parâmetros, em termos de tensão efetiva inter-blocos, porque paradoxalmente um alto valor de tensão efetiva normal pode as vezes significar menos condições de estabilidade do que um baixo valor, apesar de maior resistência ao cisalhamento. O quociente ( $J_w/SRF$ ) é um fator empírico complicado que descreve a “tensão efetiva”.

Pode parecer que o índice de qualidade de tunelamento,  $Q$ , pode ser considerado uma função de somente três parâmetros que são medidas brutas de:

- i) Tamanho do Bloco ( $RQD/J_n$ )
- ii) Resistência ao Cisalhamento inter-bloco ( $J_r/ J_a$ )
- iii) Tensões Ativas ( $J_w/SRF$ )

Sem dúvida, existem vários outros parâmetros que poderiam ser adicionados para melhorar a precisão do sistema de classificação. Uma delas seria a orientação das juntas.

Embora muitos registros de casos incluam as informações necessárias sobre a orientação estrutural em relação ao eixo de escavação, este não foi considerado o parâmetro geral importante que pudesse ser esperado. A razão para isto, em partes, pode ser em função das orientações em muitos tipos de escavações serem, e normalmente são ajustadas para evitar o efeito máximo da orientação desfavorável de fraturas principais. No entanto, essa opção não está disponível no caso de túneis e mais da metade dos registros de casos estavam nessa categoria.

Os parâmetros  $J_n$ ,  $J_r$  e  $J_a$  parecem desempenhar um papel mais importante que a orientação, porque o número de conjuntos de juntas determina o grau de liberdade para o movimento de



blocos (se houver), e as características de atrito e dilatações podem variar mais do que o componente gravitacional de juntas orientadas desfavoravelmente. Se as orientações das juntas tivessem sido incluídas, a classificação teria sido menos geral e sua simplicidade essencial perdida.

As Tabelas 2.15, 2.16, 2.17, 2.18, 2.19 e 2.20 (Modificado de Barton *et al.*, 1974) dá a classificação dos parâmetros individuais usados para obter o Índice de Qualidade de Tunelamento, Q, para um maciço rochoso.

**Tabela 2.15.** Classificação do Maciço Rochoso baseada no RQD (Modificado de Barton *et al.*, 1974).

Descrição do Parâmetro		Valor	Notas
"Rock Quality Designation"		R.Q.D.	
A.	Muito mau	0-25	1. Quando o RQD for < 10 (incluindo 0) considera-se um valor nominal de 10 no cálculo de Q 2. Intervalos de 5 no RQD têm precisão suficiente (100, 95, 90, ...)
B.	Mau	25-50	
C.	Médio	50-75	
D.	Bom	75-90	
E.	Muito bom	90-100	

**Tabela 2.16.** Índice dos números de famílias de juntas,  $J_n$ , (Modificado de Barton *et al.*, 1974).

Descrição do Parâmetro		Valor	Notas
"Joint set number"		$J_n$	
A.	Nenhuma ou poucas descontinuidades presentes	0,5 - 1,0	1. Nas intersecções utilizar $3 \times J_n$
B.	Uma família de descontinuidades	2	2. Nas embocaduras utilizar $2 \times J_n$
C.	Uma família mais descontinuidades esparsas	3	
D.	Duas famílias de descontinuidades	4	
E.	Duas famílias mais descontinuidades esparsas	6	
F.	Três famílias de descontinuidades	9	
G.	Três famílias mais descontinuidades esparsas	12	
H.	Quatro ou mais famílias, descontinuidades esparsas, maciços muito fracturados	15	
I.	Rocha esmagada, tipo terroso	20	

**Tabela 2.17.** Índice de rugosidade, Jr, (Modificado de Barton *et al.*, 1974).

Descrição do Parâmetro		Valor	Notas
"Joint roughness number"		Jr	
a) Contacto entre as paredes de rocha das descontinuidades			1. As descrições das alíneas a) e b) referem-se a escalas de amostragem de pequena e média dimensão, respectivamente 2. Adicionar 1,0 se o espaçamento médio da família de descontinuidades mais relevante for maior que 3 m 3. Jr igual a 0,5 pode ser usado para descontinuidades polidas e planas contendo lineações, se essas lineações estiverem orientadas na direcção de menor resistência
b) Contacto entre as paredes de rocha antes de 10 cm de escorregamento			
A.	Juntas descontinuas	4	
B.	Descontinuidades rugosas, irregulares, onduladas	3	
C.	Descontinuidades suaves e onduladas	2	
D.	Descontinuidades polidas e onduladas	1,5	
E.	Descontinuidades rugosas ou irregulares, planas	1,5	
F.	Descontinuidades lisas, planas	1,0	
G.	Descontinuidades polidas, planas	0,5	
c) Não há contacto entre as paredes de rocha no escorregamento			
H.	Zona contendo minerais argilosos e suficientemente espessa de modo a impedir o contacto entre as paredes	1,0	
I.	Zonas esmagadas contendo areias de modo a impedir o contacto entre as paredes	1,0	

**Tabela 2.18.** Grau de alteração das descontinuidades, Ja, (Modificado de Barton *et al.*, 1974).

Descrição do Parâmetro		Valor	
"Joint alteration number"		Ja	$\phi_r$ (°) aprox.
a) Contacto entre as paredes de rocha das descontinuidades			
A.	Paredes duras, compactas, preenchimentos impermeáveis (quartzo ou epibolito)	0,75	-
B.	Paredes não alteradas, somente com leve descoloração	1,0	25-35
C.	Paredes ligeiramente alteradas, com partículas arenosas e rochas desintegradas não brandas	2,0	25-30
D.	Paredes com partículas siltosas ou areno-argilosas	3,0	20-25
E.	Paredes com partículas de materiais moles ou de baixo ângulo de atrito, tais como caulinite, mica, gesso, talco, clorite, grafite, etc., e pequenas quantidades de argilas expansivas	4,0	8-16
b) Contacto entre as paredes de rocha das descontinuidades antes de 10 cm de escorregamento			
F.	Paredes com partículas de areia e rochas desintegradas, etc	4,0	25-30
G.	Descontinuidades com preenchimento argiloso sobreconsolidado (contínuo, mas com espessura < 5 mm)	6,0	16-24
H.	Descontinuidades com preenchimento argiloso subconsolidado (contínuo, mas com espessura < 5 mm)	8,0	12-16
I.	Descontinuidades com enchimento argiloso expansivo, como por exemplo montmorilonite (contínuo, mas com espessura < 5 mm); o valor de Ja depende da percentagem de partículas de argila expansiva e do acesso da água, etc	8-12	6-12
c) Não há contacto entre as paredes de rocha das descontinuidades			
J.	Zonas ou bandas com rochas desintegradas ou esmagadas com argila (ver G, H e I para condições do material argiloso)	6,8 ou 8-12	6-24
K.	Zonas ou bandas siltosas ou areno-argilosas, com pequena fracção de argila	5,0	-
L.	Zonas contínuas de argila (ver G, H e I para condições do material argiloso)	10,13, 13-20	6-24

Nota: Os valores do ângulo de atrito residual ( $\phi_r$ ) devem considerar-se como um guia aproximado das propriedades mineralógicas dos produtos de alteração

**Tabela 2.19.** Índice das condições hidrogeológicas,  $J_w$ , (Modificado de Barton *et al.*, 1974).

Descrição do Parâmetro		Valor		Notas
"Joint water reduction"		$J_w$	Pressão da água aprox. (MPa)	
A.	Escavações secas ou caudal afluído pequeno, isto é $< 5$ l/min localmente	1,0	$< 0,1$	1. Os factores nos casos C a F são estimados para condições naturais; o parâmetro $J_w$ deverá ser aumentados caso sejam efectuadas drenagens  2. Os problemas especiais relacionados com a formação de gelo não são considerados
B.	Caudal médio ou pressão que ocasionalmente arraste o preenchimento das descontinuidades	0,66	0,1-0,25	
C.	Caudal ou pressão elevada em rochas competentes sem preenchimento	0,5	0,25-1	
D.	Caudal ou pressão elevada, com considerável arrastamento do preenchimento das descontinuidades	0,3	0,25-1	
E.	Caudal excepcionalmente elevado ou pressão explosiva, decaindo com o tempo	0,2-0,1	$> 1$	
F.	Caudal excepcionalmente elevado ou pressão contínua, sem decaimento	0,1-0,05	$> 1$	

**Tabela 2.20.** Índice do estado de tensão do maciço, SRF (Modificado de Barton *et al.*, 1974).

Descrição do Parâmetro		Valor	Notas	
"Stress Reduction Factor"		SRF		
a) Zonas de fraqueza intersectando as escavações, o que pode causar a descompressão do maciço rochoso durante a abertura destas			1. Reduzir o índice SRF de 25 a 50% se as zonas de corte influenciarem a escavação sem a atravessarem  2. No caso de maciços rochosos contendo argila, é conveniente obter o índice SRF para as cargas de descompressão. A resistência da matriz rochosa é então pouco significativa. Em maciços muito pouco fracturados e sem argila.	
A.	Zonas de fraqueza frequentes, contendo argila ou rocha decomposta quimicamente; maciço rochoso envolvente muito descomprimido (todas as profundidades)	10,0		
B.	Zonas de fraqueza individuais, contendo argila ou rocha decomposta quimicamente (profundidades da escavação $\leq 50$ m)	5,0		
C.	Zonas de fraqueza individuais, contendo argila ou rocha decomposta quimicamente (profundidades da escavação $> 50$ m)	2,5		
D.	Numerosas zonas de corte em rocha competente, sem argila; rocha envolvente descomprimida (todas as profundidades)	7,5		
E.	Zonas individuais de corte em rocha competente, sem argila (profundidades da escavação $\leq 50$ m)	5,0		
F.	Zonas individuais de corte em rocha rígida, sem argila (profundidades da escavação $> 50$ m)	2,5		
G.	Juntas abertas, rocha muito fracturada e descomprimida (todas as profundidades)	5,0		
b) Rocha competente, problemas de tensões na rocha			$\sigma_c / \sigma_1$	$\sigma_t / \sigma_1$
H.	Tensões baixas, próximo da superfície	2,5	$> 200$	$> 13$
I.	Tensões médias	1,0	200-10	13-0,66
J.	Tensões altas, estrutura rochosa muito fechada (usualmente favorável para a estabilidade; pode ser desfavorável para a estabilidade das paredes)	0,5-2,0	10-5	0,66-0,33
K.	Explosões moderadas de rochas (rocha maciça)	5-10	5-2,5	0,33-0,16
L.	Explosões intensas de rochas (rocha maciça)	10-20	$< 2,5$	$< 0,16$
c) Rocha esmagada: plastificação de rochas incompetentes sob a influência de altas pressões de rocha				
M.	Pressão moderada da rocha esmagada	5-10		
N.	Pressão elevada da rocha esmagada	10-20		
d) Rochas expansivas: actividade química expansiva devida à presença da água				
O.	Pressão de expansão moderada	5-10		
P.	Pressão de expansão elevada	10-15		

#### **2.5.4. O ÍNDICE DE RESISTÊNCIA GEOLÓGICO (*GSI, GEOLOGICAL STRENGTH INDEX*)**

O índice de resistência geológica (*GSI, Geological Strength Index*), proposto em 1995 por Hoek *et al.*, é usado para estimar a resistência do maciço rochoso e para a determinação do módulo de deformação do maciço rochoso. O sistema GSI concentra-se na descrição de dois fatores, estrutura da rocha e condições da superfície do bloco. As diretrizes dadas para o sistema GSI são para a estimativa dos parâmetros de resistência de pico das juntas do maciço rochoso. Não há diretrizes dadas pelo sistema GSI ou qualquer outro sistema para a estimativa da resistência residual do maciço rochoso que produz resultados consistentes.

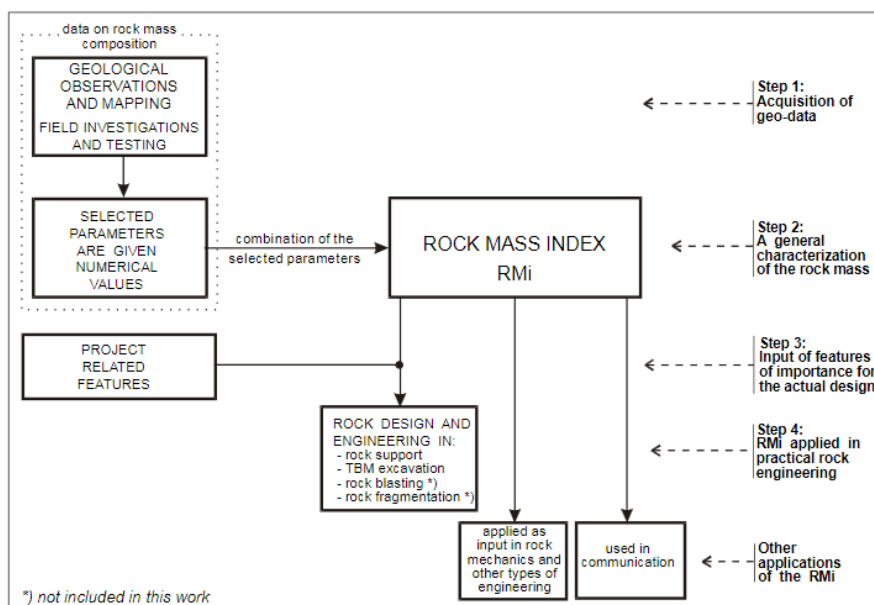
#### **2.5.5. O SISTEMA DE CARACTERIZAÇÃO DE MACIÇO ROCHOSO PARA FINS DE ENGENHARIA EM ROCHA (O *RMI – ROCK MASS INDEX*)**

O objetivo principal de Palmstrom (2001) foi melhorar a qualidade dos dados geológicos de entrada (*inputs*) que conseqüentemente convergiriam para um melhor design e engenharia de rochas para ser aplicado nas obras de engenharia utilizando do conhecimento geológico relacionado com as características do material rochoso, ou seja, do maciço rochoso.

A Figura 2.16 mostra as principais estruturas do trabalho e as suas principais aplicações. A primeira etapa esboçada na Figura 2.16 representa uma coleção de dados representativos da composição do maciço rochoso, baseado em observações e medidas.

A segunda etapa inclui a caracterização destes dados dentro de um índice geral do maciço rochoso (*RMI*). Este índice e as definições dos seus parâmetros de entrada podem ser usados em comunicação, bem como, bases de entrada em existentes ou futuros sistemas de engenharia.

Na terceira etapa, o *Rmi* pode ser ajustado para parâmetros ou características de importância para a real utilização ou construção para avaliar a qualidade do solo. Ao combinar isso com dados de entrada da escavação ou construção real, o sistema pode ser usado em uma quarta etapa para o projeto e engenharia.



**Figura 2.16.** Principais fundamentos do sistema apresentado (Modificado de Palmstrom, 2001).

O trabalho foi estruturado nos seguintes campos principais:

- i) Coleta e caracterização de dados materiais e geológicos (geo dados);
- ii) Combinação de geodados em Rmi
- iii) Aplicação do Rmi na prática de engenharia. O direcionamento do uso do Rmi para suporte em rochas e na avaliação da face de tunelamentos (TBM).

A parte principal desta contribuição foi desenvolver um sistema geral para a caracterização de maciços rochosos em que os parâmetros individuais representativos do maciço rochoso são combinados. A seleção e combinação destes parâmetros são baseados em um estudo abrangente da literatura disponível e da comunicação com profissionais locais experientes (Palmstrom, 2001). O sistema é calibrado verificando resultados documentados em ensaios de larga escala e em testes in situ de massas rochosas reais. Os seguintes recursos foram importantes durante o desenvolvimento do trabalho:

- O sistema deve ser simples e significativo, ou seja, apenas alguns dados de entrada foram selecionados para chegar a expressões compreensíveis.
- Sempre que possível, os métodos existentes para encontrar as características dos geo-dados necessários devem ser utilizados; isto é, métodos simples e práticos para coletar os valores de entrada foram descritos.

- O sistema deve ter uma forma geral; isto é, constitui uma plataforma que pode ser aplicada na engenharia de rochas; deve ser possível aplicá-lo como entrada em sistemas ou métodos de engenharia já existentes.

Com referência às afirmações acima é um pré-requisito que as limitações e incertezas nos dados geoespaciais sejam sempre consideradas quando aplicadas em cálculos, projetos e engenharia.

No trabalho de Palmstrom (2001) o termo caracterizar foi selecionado para o processo de indicação da estrutura, composição e resistência das massas rochosas. Na prática, no entanto, muitas vezes não há muita diferença entre o processo de classificação e caracterização de uma massa rochosa. Uma diferença principal pode ser que a caracterização também contém termos descritivos.

#### **2.5.6. O QTBM**

Barton, *et al.*, (1999), desenvolveram um novo método para prever taxa de penetração (*penetration rate, PR*) e taxa de avanço (*advance rate, AR*), para o método de tunelamento TBM. Este novo método é baseado em um sistema Q-expandido de classificação de maciço rochoso onde a força de corte média em relação à resistência do maciço rochoso apropriada é considerada. A orientação das estruturas de juntas é contabilizada, juntamente com a resistência a compressão ou de carga pontual. A natureza abrasiva ou não abrasiva da rocha é incorporada utilizando o Índice de vida da coroa (*cutter life index, CLI*). O nível de tensão da rocha é também considerado. O novo parâmetro  $q(\text{TBM})$  pode ser estimado durante os estudos de viabilidade e também podem ser calculados novamente a partir do desempenho durante o tunelamento.

#### **2.5.7. O CRMR**

Bieniawski (1989) aplicou um conjunto de funções discretas ao sistema *RMR*, levando à chamada *RMR* discreta (*DRMR*). Isso pode resultar em diferentes usuários que obtêm diferentes pontuações de *RMR*, dependendo de sua própria experiência e da seleção dos valores discretos. Para resolver esse problema, Sen & Sadagah (2003) modificaram o sistema *RMR* convertendo as funções discretas clássicas em funções contínuas de classificação,

levando à *RMR* contínua (CRMR). Nesta modificação, a diferença entre os valores de *RMR* estimados por diferentes usuários pode ser controlada dentro de 10% (Sen & Sadagah, 2003).

### 2.5.8. O CSMR (CHINESE SLOPE MASS RATING)

A classificação *CSMR* foi proposta por Chen (1995), onde dois coeficientes foram adicionados ao sistema *SMR* (Romana, 1985). Estes são: o fator de altura do talude ( $\zeta$ ), e o fator descontinuidade ( $\lambda$ ), como mostra a Equação 2.10 (Chen, 1995):

$$CSMR = \zeta \text{ rmr} + \lambda F_1 F_2 F_3 + F_4 \quad (2.10)$$

onde  $\zeta$  é um parâmetro adimensional responsável pelo efeito da altura do talude, e é dado, conforme a Equação 2.11, por:

$$\zeta = 0.57 + 0.43 \times 80 / H \quad (2.11)$$

onde  $H$  é a altura do talude, em metros.  $\lambda$  é um parâmetro do efeito do tipo da descontinuidade, e é definido como se segue:

- $\lambda = 1$  para fraturas de penetração profundas preenchidas com argila;
- $\lambda = 0.8$  a  $0.9$  para camadas planas com juntas de larga escalas com estrias;
- $\lambda = 0.7$  para juntas firmemente intertravadas em camadas planas;

Em relação à altura do talude, a equação (2.5) é aplicada para taludes com altura ( $H$ ) > 80m. Para taludes de altura ( $H$ ) ≤ 80m, o parâmetro é igual a equação (1):

$$SMR = RMR + F_1 F_2 F_3 + F_4 \quad (2.5)$$

$$\zeta = 0.57 + 0.43 \times 80 / H \quad (2.11)$$

### 2.5.9. O SMR (CONTINUOUS SLOPE MASS RATING)

A classificação *SMR* Contínua (contínua *SMR*) foi proposta por Tomás *et al.* (2007). Neste sistema as funções contínuas foram propostas para substituir o sistema de classificação discreta adotado no sistema de Romana (1985). As funções contínuas  $F_1$ ,  $F_2$  e  $F_3$  propostas são expressas, conforme as Equações 2.12, 2.13, 2.14 e 2.15, que se seguem:



$$F1 = \frac{16}{25} - \frac{3}{500} \tan^{-1} \left[ \frac{1}{10} (|A| - 17) \right] \quad (2.12)$$

onde  $[A] = [aj - as]$  para ruptura planar,

$[A] = [aj - as - 180^\circ]$  para ruptura por tombamento,

$[A] = [ai - as]$  para ruptura em cunha.

Os parâmetros  $aj$ ,  $as$  e  $ai$  são as direções de mergulho das juntas, direção de mergulho do talude, e a atitude da linha de interseção de dois planos, respectivamente.

$$F2 = \frac{9}{16} + \frac{1}{195} \tan^{-1} \left( \frac{17}{100} B - 5 \right) \quad (2.13)$$

onde  $B$  é (em graus) o ângulo de mergulho da junta para os modos de ruptura do tipo planar e do tipo de ruptura por tombamento ( $B_j$ ), e o *plunge* da linha de interseção de dois planos para o modo de ruptura do tipo em cunha ( $B_i$ ).

$$F3 = -30 + \frac{1}{3} \tan^{-1} C \quad (2.14)$$

$$F3 = -13 - \frac{1}{7} \tan^{-1} (C - 120) \quad (2.15)$$

onde  $C$  é definido em graus como se segue:

- (1) A diferença em ângulo entre o mergulho da junta e o mergulho do talude, isto é,  $B_j - B_s$ , para o modo de ruptura do tipo planar;
- (2) A diferença em ângulo entre o *plunge* da linha de interseção de dois planos e o mergulho do talude, isto é,  $B_i - B_s$ , para o modo de ruptura do tipo em cunha;

(3) A soma dos dois ângulos de mergulho da junta e do talude, isto é,  $B_j + B_s$ , para o modo de ruptura do tipo por tombamento.

A Equação 2.14 é usada para taludes com modo de ruptura do tipo planar ou modo de ruptura do tipo em cunha, enquanto a Equação 2.15 é usada para taludes com modo de ruptura do tipo por tombamento.

#### **2.5.10. CLASSIFICAÇÃO GRÁFICA DO MACIÇO DO TALUDE (GRAPHICAL SLOPE MASS RATING)**

Um método gráfico foi proposto por Tomás *et al.* (2012) para a determinação dos fatores de correção do SMR. Os fatores de correção  $F_1$ ,  $F_2$  e  $F_3$  para o conjunto de juntas são determinados graficamente utilizando estereogramas, que são projetados para os modos de rupturas (planar, cunha e tombamento). Os fatores de correção  $F_1$  e  $F_2$  são agrupados em um termo  $\psi$ . Os gráficos estereogramas determinam a posição do polo da descontinuidade (para os modos de ruptura do tipo planar e do tipo por tombamento) ou a interseção dos planos (para o modo de ruptura do tipo em cunha). Os gráficos estereogramas propostos para  $F_3$  dependem do modo de ruptura. Portanto, a equação SMR modificada é expressa conforme a Equação 2.16.

$$SMR = RMR + \psi F_3 + F_4 \quad (2.16)$$

#### **2.5.11. ÍNDICE DE RISCO (HAZAR INDEX - HI)**

Pantelidis (2010) propôs um sistema quantitativo, no qual o risco associado às rupturas de taludes rochosos é avaliado considerando duas condições separadas de função normal (fnc) e mecanismo de gatilho (ftm) para as condições de águas superficiais e águas subterrâneas. Estas duas funções contêm subfatores que descrevem o nível de risco, atribuindo uma pontuação a cada nível. Ao selecionar a pontuação apropriada para cada categoria de fatores normais desencadeantes, uma pontuação final é obtida para representar o nível de risco de uma ruptura do talude rochoso.

A atribuição quantitativa da condição normal (fnc) é classificada em quatro subfatores baseados no mecanismo de ruptura. Um talude rochoso controlado estruturalmente pode ser avaliado pelo fator de segurança (Goodman & Bray, 1976, Hoek & Bray, 1981) e pela relação entre orientação do talude e orientação das juntas. Taludes não controlados estruturalmente são examinados considerando o índice de resistência geológica (GSI) (Hoek & Marinos, 2000), e calculando o volume de rocha suspensa (massa de rocha suspensa devido ao corte inferior) se o talude rochoso é afetado pelo intemperismo. As pontuações de classificação para cada subfator são 1, 3, 6 e 10, onde “1” representa a condição favorável ao talude rochoso e “10” é desfavorável.

A atribuição quantitativa do mecanismo de gatilho (ftm) é avaliada pela influência de águas superficiais e águas subterrâneas (fator de drenagem), e pela razão entre a precipitação anual média e a precipitação anual crítica em relação ao comportamento de estabilidade do talude rochoso, Equação 2.17. O fator de drenagem pode ser examinado em inspeções de campo dos materiais do talude e estruturas de corte em rocha ou do talude, conforme a Tabela 2.21, sendo então atribuída uma pontuação (1, 3, 6 ou 10). A pontuação do fator de drenagem é então multiplicada pela razão entre a precipitação anual média e a precipitação anual crítica para obter a pontuação final do mecanismo de gatilho (disparo ou encadeamento) de um corte em rocha, da seguinte forma:

$$ftm = \frac{Im}{Icr} fd \quad (2.17)$$

Onde  $Im$  é a precipitação média anual,  $Icr$  é a precipitação crítica anual, e  $fd$  é o fator de drenagem.

**Tabela 2.21.** Critérios de Classificação para os subfatores de drenagem ftm (Pantelidis, 2010).

Drainage sub-factors	Rating criteria and score			
	1	3	6	10
<b>Groundwater</b>				
<b>Case 1</b>				
Potential for water infiltration from the upslope area, $f_{D, 1a}$	Favourable conditions Mantle: Impermeable Upslope gradient: Abrupt Coverage: The upslope area is covered by dense evergreen forest or urban development	Two favourable and one unfavourable conditions are fulfilled or One favourable and two intermediate conditions are fulfilled.	One favourable and two unfavourable conditions are fulfilled or One unfavourable and two intermediate conditions are fulfilled.	Unfavourable conditions Mantle: Permeable Upslope gradient: Gentle Coverage: The upslope area is bare or almost bare (e.g. sparse vegetation, deciduous development)
Potential for build-up of hydrostatic pressure, $f_{D, 1b}$	Water circulation seems impossible (very tight or hard-filled discontinuities or intact rock)	Free drained cutting (wide unfilled discontinuities)	(I) Fair drainage of groundwater through unfilled or soft-filled discontinuities and (III) No or short freezing periods.	(II) Poor drainage of groundwater through narrow unfilled or soft-filled discontinuities and (IV) Long freezing periods
<b>Surface water</b>				
<b>Case 2</b>				
Potential for water inflow through exposed discontinuities and build-up of hydrostatic pressure, $f_{D, 2}$	Surface water flow is unlikely to trigger the type of failure studied (water inflow seems impossible: very tight or hard-filled discontinuities or intact rock)	Minor inflow which can be drained through narrow discontinuities or Free drained cutting (wide unfilled discontinuities)	(I) Fairly drained rock mass with regards to the expected inflow quantity and (III) No or short freezing periods.	(II) Poorly drained rock mass with regard to the expected inflow quantity and (IV) Long freezing periods.
<b>Case 3</b>				
Instabilities due to surface water flow, $f_{D, 3}$	Surface water flow is unlikely to trigger the type of failure studied (no loose stones or blocks, insignificant surface water flow, etc.)	Minor instabilities are likely due to wash-out of infilling material or Water flow from upslope may cause the instability of only some small loose stones.	Instabilities are likely due to wash-out of infilling material or Water flow from upslope may cause the transportation of a few loose blocks or stones.	Major instabilities are likely due to wash-out of infilling material or A large amount of water flowing from upslope (e.g. from ravine) may cause the transportation of several loose blocks or stones.

O índice de Risco, HI, para um maciço rochoso em corte (talude em rocha) é calculado como:

$$HI = (fnc \text{ ftm})^{1/2}$$

O HI é dado em uma escala de 1 a 10 definido em 4 intervalos, isto é, 1 a 4 (bom), 4 a 6 (regular), 6-8 (ruim) e 8-10 (muito ruim)

### 2.5.12. USANDO OS SISTEMAS DE CLASSIFICAÇÃO DE MACIÇOS ROCHOSOS

O RMR foi fundado por Bieniawski (1973-1989) para avaliar a qualidade do maciço rochoso em projetos subterrâneos. O sistema RMR consiste em cinco parâmetros básicos que representam diferentes condições da rocha e as descontinuidades. Esses parâmetros são: (1) UCS de rocha intacta, (2) RQD, (3) espaçamento entre descontinuidades, (4) condição de descontinuidades e (5) água subterrânea. Este sistema RMR é conhecido como “o RMR básico” e fornece um valor que varia entre 0 e 100 (Bieniawski, 1973).

Um parâmetro adicional foi proposto por Bieniawski (1976) para explicar a influência da orientação de descontinuidade na condição de estabilidade (fator de correção). No entanto,

este parâmetro é introduzido para fundações de túneis e barragens, mas não para encostas (Aksoy, 2008). Portanto, Bieniawski (1989) implementou mais detalhes descritivos no quarto parâmetro da RMR básica (a condição das descontinuidades). A Figura 2.15 e as Tabela 2.11, Tabela 2.12 e a Tabela 2.13 mostram os critérios de classificação da RMR e suas diferentes classes de massa rochosa (Bieniawski, 1989). Além disso, no caso de considerar o efeito da orientação da descontinuidade na estabilidade da encosta de uma encosta rochosa, ele recomendou o uso do sistema SMR proposto por Romana (1985).

## **2.6. CORRELAÇÕES PARA A SETORIZAÇÃO GEOTÉCNICA DA CAVA**

Nas últimas décadas, as escavações de mineração tornaram-se cada vez mais profundas e com ângulos mais íngremes com o objetivo de aumentar a exploração e a produção do minério economicamente importante. Conforme mostra a literatura, muitas lavras de mineração foram projetadas prevendo-se para o futuro taludes globais com alturas superiores a 500 m (Hoek *et al.*, 2000 e Call *et al.*, 2000). Além disso, é de conhecimento que a configuração geométrica da lavra ou cava de mineração vai depender, basicamente, da distribuição espacial do corpo mineral, em conjunto com as características geomecânicas do maciço rochoso e sua operabilidade na escavação a fogo. Por este motivo, correlações para a setorização geotécnica da cava são extremamente importantes e essa metodologia consiste em dividir o maciço rochoso em grupos de comportamento geomecânico similar e de geometria comuns, e um dos fatores mais importantes na setorização consiste na interrelação entre as descontinuidades.

A orientação das descontinuidades pode ser descrita em termos absolutos (orientação no espaço) e em termos relativos (orientação com relação à superfície de escavação, eixo de túnel, tensões de campo, etc.). Essa orientação pode ser aplicada a descontinuidades individuais e a famílias de descontinuidades que constituem um sistema. Bieniawsky (1979), seguindo Wickham *et al.* (1972), preferiu uma avaliação qualitativa da orientação relativa ao alinhamento do eixo de um túnel rodoviário e desenvolveu uma terminologia descritiva para vários alinhamentos relativos e mergulhos, Tabela 2.22.

**Tabela 2.22.** Efeito da direção das juntas e orientação de mergulhos em tunelamentos, (modificado Bieniawski, 1979).

Direção (Strike) Perpendicular ao eixo do túnel				Direção (Strike) paralela ao eixo do túnel		Dip 0° - 20° Independente da Direção (Strike)
Desenvolvimento a favor do mergulho		Desenvolvimento contrário ao mergulho		Dip	Dip	
Dip 45° - 90°	Dip 20° - 45°	Dip 45° - 90°	Dip 20° - 45°	Dip 45° - 90°	Dip 20° - 45°	
<b>Muito Favorável</b>	<b>Favorável</b>	<b>Razoável</b>	<b>Desfavorável</b>	<b>Muito Desfavorável</b>	<b>Razoável</b>	<b>Desfavorável</b>

Bieniawski (1989) estendeu o uso da classificação de orientação para fundações e taludes em sua classificação geomecânica, mas não explicou a extensão. A orientação pode controlar de forma adversa ou favorável o alinhamento da face escavada.

No artigo "Definição das linhas de pesquisa mais promissoras" apresentado pelo ISRM (1971), os temas de pesquisa de maior prioridade para o campo da mecânica de rochas foram definidos como:

1. Determinação da resistência e deformabilidade de massas rochosas fissuradas e maciças em função do tempo.
2. Correlação entre as propriedades mecânicas das rochas e dados geológicos e petrográficos.

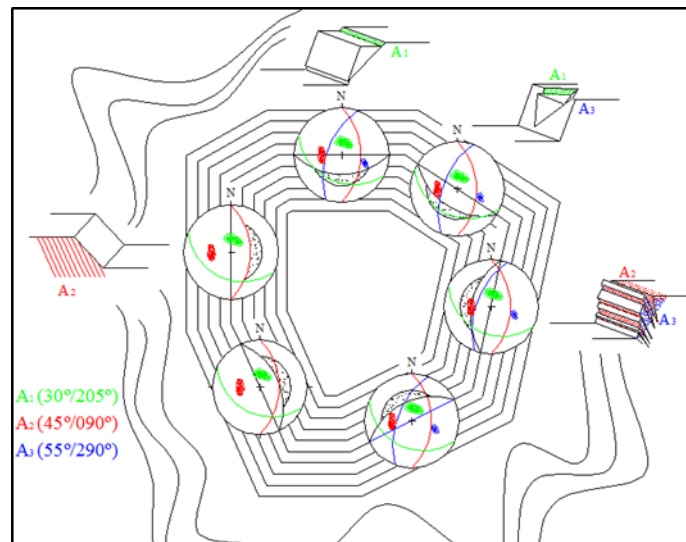
Essa diretriz menciona a importância dessa pesquisa ter como interesse a determinação da resistência e deformabilidade das fissuras e dos maciços rochosos, em função do tempo. E a correlação entre as propriedades mecânicas das rochas e os dados de geologia e petrografia.

Atualmente, a maioria das descrições geológicas e petrográficas de espécimes ou corpos rochosos são qualitativas, enquanto a determinação de propriedades mecânicas da rocha é quantitativas.

Outro fator importante, se tratando de lavras de minério, é que a configuração geométrica da lavra ou cava de mineração vai depender, basicamente, da distribuição espacial do corpo mineral, em conjunto com as características geomecânicas do maciço rochoso e sua operabilidade na escavação a fogo.

## 2.7. ANÁLISE CINEMÁTICA DO MACIÇO ROCHOSO

Para a apresentação de uma forma sistemática dos dados geológicos de um levantamento geomecânico regional e/ou local, existem diversas formas como: (i) utilização de diagramas de blocos (Goodman & Shi, 1985) (ii) diagrama de roseta (iii) projeção estereográfica. Com estas ferramentas, a visualização das feições estruturais para a análise de estabilidade é fácil de realizar, acompanhado com um relativo tempo de prática e conhecimento de geologia estrutural (análise cinemática). A utilização do método de projeção estereográfica é a melhor forma de representar os dados geológicos estruturais (Hoek & Bray, 1981), permitindo o estudo estatístico da distribuição dos dados por meio de métodos gráficos. Este estudo estatístico de distribuição das discontinuidades é feito com programas computacionais, como o programa DIPS, da *Rocscience*. A análise cinemática do maciço rochoso fornece subsídio para a análise dos modos de ruptura existentes no maciço, conforme pode ser observado no desenho esquemático da Figura 2.17.



**Figura 2.17.** Desenho esquemático de uma cava simbólica e diferentes modos de ruptura para diferentes setores da mina (Assis, 2003).

## 2.8. ANÁLISE DE ESTABILIDADE DO MACIÇO ROCHOSO

### 2.8.1. MECANISMOS DE RUPTURA

Os mecanismos de ruptura de taludes foram estudados via modelos físicos bidimensionais por vários autores que simularam os maciços rochosos (blocos discretos) fraturados com até três sistemas de juntas (Barton *et al.*, 1972, 1974 e Stacey, 1973, *apud* Sjoberg, 1999). Barton *et al.*, (1972, 1974) propôs um modelo físico de um talude de grande porte simulando um

modelo de talude em rocha (4000 blocos discretos). Conforme os resultados dos ensaios de Stacey (1973) e Barton *et al.*, (1972, 1974), a instabilidade ocorreu só por deslizamentos ao longo de juntas preexistentes que passam pelo pé do talude.

Dos ensaios físicos feitos pelos autores mencionados acima, foi revelado que os mecanismos de ruptura são de natureza progressiva. Segundo Bishop (1967), a superfície de ruptura avança progressivamente do pé do talude para a sua crista. Por outro lado, Harr (1977) *apud* Sjoberg (1999) concluiu que a ruptura começa num ponto qualquer que não seja necessariamente o pé do talude, o que se deve ao fato de que, em mineração a céu aberto conforme o avanço da escavação, o pé do talude geral toma uma nova localização, o que leva a pensar que rupturas sucessivas comecem no pé. A afirmação de Bishop (1967), de alguma forma pode estar sustentada pelos estudos de Dodd & Anderson (1971) e Sjoberg (1999) entre outros pesquisadores. Estes autores a partir de análises numéricas concluíram que há concentração de tensões compressivas e de cisalhamento no pé do talude, as quais favorecem as instabilidades.

Os estudos experimentais por meio de modelos físicos, mencionados acima, e de modelagem numérica indicam que a superfície de ruptura se inicie no pé do talude, tanto em rupturas por tombamento como para as rupturas circulares e rupturas complexas. É bem provável ainda que, a superfície de ruptura em maciços rochosos não seja uma simples superfície de cisalhamento, sendo a mesma composta pela união de várias descontinuidades envolvendo rupturas de rocha intacta entre as descontinuidades. Por esse motivo, vários exemplos de aplicação da modelagem numérica a estudos de taludes podem ser encontrados na literatura (Pritchard & Savigny, 1990, 1991; Martin, 1989; ORR *et al.*, 1991; Board *et al.*, 1996; Sjoberg, 1999, 2000; Nichol *et al.*, 2002).

### **2.8.2. IMPORTÂNCIA COMPUTACIONAL**

Atualmente os estudos de mecânica de rochas, em especial aqueles relacionados à sua estabilidade, são fortemente auxiliados pelo auxílio da computação. Os trabalhos mais recentes tendem a uma nova implementação de um método de elemento finito-discreto acoplado hidrometricamente (FDEM) otimizado para explorar o paralelismo de computação de unidades de processamento gráfico (GPUs). Uma abordagem de coprocessamento é adotada com o loop de controle do FDEM executado em série na CPU e tarefas de



computação intensiva descarregadas na GPU. Um estudo de *benchmarking* indica acelerações de até 100 vezes em comparação à execução sequencial da CPU. A implementação é validada pela comparação de simulações de fraturamento de rochas em escala de laboratório 3D com resultados experimentais. A eficácia da abordagem para aplicações práticas de engenharia de rochas é demonstrada pela análise posterior de uma inclinação em uma massa rochosa fraturada.

Computação GPU é a utilização de uma GPU (unidade de processamento gráfico) em conjunto com uma CPU para acelerar aplicativos de uso geral nas áreas científica e de engenharia. Desbravada há alguns anos pela empresa NVIDIA, a computação GPU rapidamente se tornou um padrão da indústria, apreciada por milhões de usuários em todo o mundo e adotada por praticamente todos os fornecedores de computação.

Os itens apresentados neste Capítulo corroboram na elucidação da importância da classificação geomecânica na caracterização geotécnica de maciços rochosos.

### **3. METODOLOGIA**

A análise geomecânica em mineração a céu aberto de rocha fosfática no interior de São Paulo, faz parte desse projeto de pesquisa. O objetivo foi estudar o comportamento geomecânico de rochas submetidas à escavação em uma indústria de mineração de grande porte. Devido ao grande número de mineração fosfática no Brasil se encontrar em perfis geológicos intemperizados, ou seja, as mineralizações carbonatíficas tenderem a ocorrer em solos ou saprólitos de rocha, esse trabalho foi desenvolvido em uma mina a céu aberto a cerca de 1230 km de distância da capital do Brasil, Brasília-DF. A cava da Mina encontra-se quase em sua totalidade constituída por rocha, sendo que o perfil geológico da mina apresenta somente uma pequena camada de solo de topo, que na região da cava já foi integralmente decapeada. Por este motivo a Mina, apesar da distância a capital Federal, mostrou-se ideal para a realização dos trabalhos que compõem essa dissertação. A distância foi um fator importante e, portanto, foi discutido junto a Coordenação de Geotecnia da UnB e a empresa detentora da mina, as questões relativas à forma a qual seriam realizados os trabalhos de campo, bem como a logística, os equipamentos utilizados e o padrão de mapeamento.

#### **3.1. METODOLOGIA GERAL APLICADA AO ESTUDO DE CASO**

"A pedra angular de qualquer análise prática de mecânica de rochas ou engenharia de rochas é a base de dados geológicos sobre a qual a definição de tipos de rochas, descontinuidades estruturais e propriedades materiais é baseada. Mesmo a análise mais sofisticada pode se tornar um exercício sem sentido se a informação geológica sobre a qual ela se baseia for inadequada ou imprecisa " (Evert Hoek, 1986).

A maior ou menor influência dos blocos de material de rocha no comportamento de um maciço rochoso depende das características relativas do material rochoso, das descontinuidades e da escala do trabalho. Nas rochas de pior qualidade (mecânica) as descontinuidades têm menor influência no comportamento do maciço.

A metodologia apresentada nesse trabalho envolveu as seguintes etapas:

- i) Levantamento bibliográfico
- ii) Trabalhos de Campo

- iii) Tratamento de dados
- iv) Análise dos dados
- v) Confeção de mapas
- vi) Confeção de Dissertação

### **i) Levantamento Bibliográfico**

Para alcançar o objetivo principal, a estratégia traçada inicialmente foi o levantamento bibliográfico minucioso a respeito da Mecânica de Rochas e sua aplicabilidade na indústria de mineração. Concomitantemente foram levantados os dados de localização da Mina, infraestrutura local, dados sobre a mina e a cidade. Buscou-se nessa fase o máximo de informações sobre a Mecânica de Rochas e a evolução temporal dessa ciência. Foram levantados ainda dados sobre a geologia regional da região, bem como o contexto da Mina em relação a geologia regional, além de levantados dados gerais da mina, como coordenadas UTM da cava da mina e imagens de satélite e mapas geológicos disponíveis. Nessa etapa foram definidos os detalhes de planejamento dos trabalhos de campo.

### **ii) Trabalhos de Campo**

Como parte de reconhecimento de campo e aquisição de dados geológicos e geotécnicos foram realizadas atividades de campo na mina. Os trabalhos de campo foram condensados em uma semana devido a restrições por parte da empresa detentora do empreendimento mineiro e cujas normas internas de segurança não permitem intervalo de tempo maior do que esses nas suas dependências, para o caso de visitantes externos.

Para a realização dos trabalhos de campo foi utilizado um veículo de passeio cuja a finalidade foi o deslocamento de Brasília-DF até a cidade. Dentro da mina o traslado e o apoio ao deslocamento dentro da área operacional (cava da mina) foi realizado por veículo 4x4 da própria empresa, conduzido por técnico habilitado e integrante do quadro de pessoal da empresa.

Para as atividades de mapeamento geológico e geotécnico na área da cava foram utilizados como instrumentos, além dos equipamentos de segurança exigidos pela empresa, caderneta de

campo, martelo de geólogo do tipo estwing, bussola de geólogo modelo Brunton, lapiseira de campo grafite 0.9 mm e esclerometro.

A metodologia de mapeamento geológico e geotécnico inicialmente predefinido foi o método de scanline. Essa técnica de amostragem com ampla utilização no estudo de compartimentação de maciços rochosos, também conhecida como *detail-line*, linha de varredura ou, ainda, amostragem linear, é um método sistemático no qual é colocada uma fita graduada paralela a face exposta do maciço e, então, são medidas as atitudes de todas as discontinuidades que se intersectam, além da descrição de suas características em toda a extensão da face exposta do maciço.

Devido as características encontradas em campo, tais como taludes com acesso limitado devido a condições de segurança, áreas inacessíveis devido às frentes em operação, e até mesmo pelas dimensões da cava, o modelo de mapeamento foi adaptado para um modelo de áreas de maior interesse. Este método também é conhecido como amostragem por área ou amostragem em janela, e envolve a coleta de todos os dados estruturais acima de um determinado tamanho em uma área delimitada.

Em uma mina a céu aberto, normalmente um número de janelas é posicionado nas unidades mapeáveis reconhecidas ao longo das bancadas em intervalos regulares, sendo este espaçamento decidido em campo. Estruturas maiores que ocorram entre as janelas devem ser mapeadas individualmente (Read & Stacey, 2009). Essas áreas foram redefinidas priorizando as áreas que trariam informações mais significativas ao projeto e ao mesmo tempo que fossem operacionais. Um dos critérios utilizados foram o mapa geológico e a avaliação em campo sobre as condições de faturamento do maciço.

Durante o mapeamento os principais parâmetros obtidos foram o tipo de rocha, a condição intempérica da porção do maciço, resistência a penetração do martelo geológico, índice de resistência pontual (martelo Schmidt), grau de faturamento da porção do maciço, espaçamento das fraturas, condições das fraturas, posicionamento geoespacial das fraturas, presença ou não de água.

### **iii) Organização dos dados**

Os dados obtidos em campo foram organizados, inicialmente em planilhas eletrônicas e posteriormente submetidos a uma análise e tratamento em softwares específicos. A parametrização dos dados para classificação geomecânica foi realizada em planilha excel.

#### **iv) Análise dos dados**

Os dados geoespaciais organizados em planilhas excel, foram analisados no software Dips e comparado com os dados de geologia regional. Finalmente os dados geológicos, geomecânicos foram introduzidos no software ArcGis onde foram realizadas operações de geoprocessamento e confeccionados os mapas finais.

#### **v) Confeção dos mapas**

Por meio da utilização das classificações geomecânicas *RMR* o maciço rochoso foi analisado de modo a se definir as regiões de diferentes classes geomecânicas e as possíveis áreas de instabilidade da cava. Por considerarem somente alguns parâmetros, as classificações geomecânicas foram utilizadas juntamente com as análises de campo e as interpretações geológicas tiveram como plano de fundo o mapa geológico da empresa.

#### **vi) Confeção da dissertação**

Nessa fase foi realizada a organização dos dados e produtos obtidos das fases anteriores e foi confeccionada a dissertação.

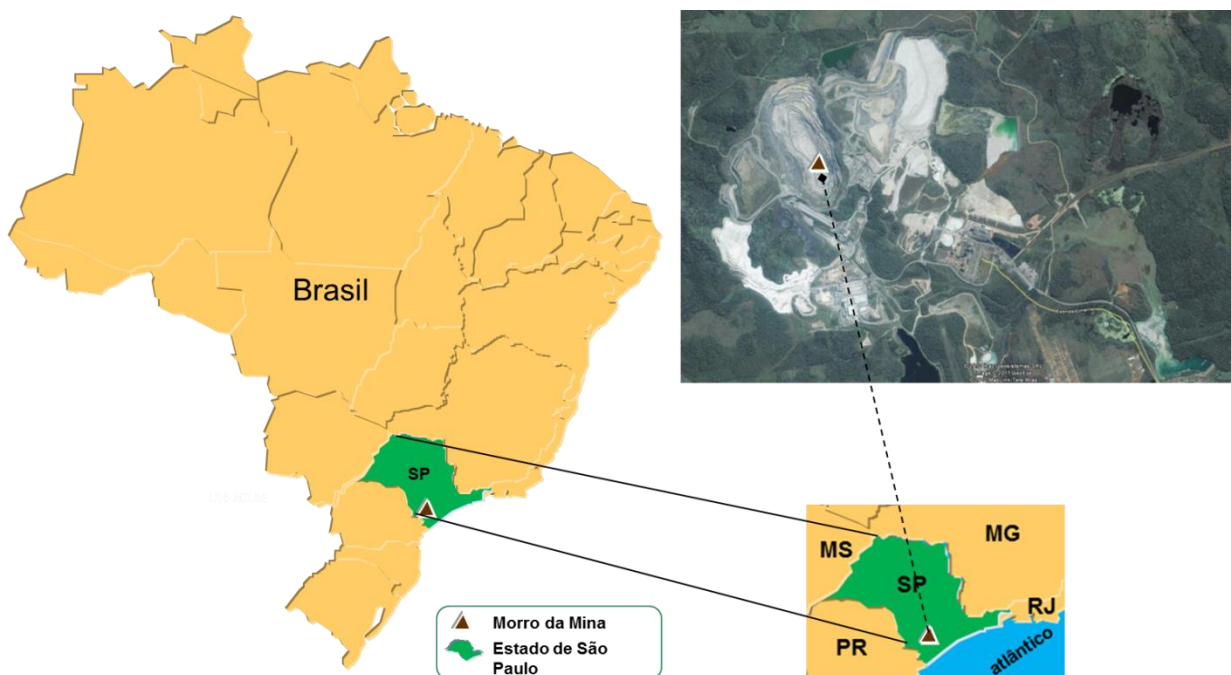
### **3.2. CARACTERIZAÇÃO DA ÁREA DE ESTUDO**

A mina iniciou suas operações em meados da década de trinta, no século passado. Na década de trinta, o Brasil tinha grande falta de cimento e fertilizantes e suas necessidades eram atendidas por importação. A comprovação da existência de calcário e apatita nas rochas de um vulcão extinto, feita pelo Dr. Theodoro Knecht, levou o Grupo Moinho Santista, que naquela época fabricava apenas tecidos, a pedir autorização ao governo brasileiro, para explorar o calcário das jazidas locais. Em 1938, foi-lhe concedido o direito de lavra (exploração) de calcário e apatita, iniciando, no ano seguinte, as suas atividades. Ao longo dos anos o

processo de lavra de minério e beneficiamento foi sendo aprimorado e a mina passou a ter grandes dimensões de Cava.

### 3.2.1. INFORMAÇÕES GERAIS (LOCALIZAÇÃO)

A Mina está localizada a sul do estado de São Paulo a 12 km a oeste da cidade de Jacupiranga. O município encontra-se a 235 km de São Paulo - SP e a 180 km de Curitiba – PR, figura 3.1. Seu acesso pode ser realizado partindo de São Paulo, pela Rodovia Régis Bittencourt (BR 116) sentido Curitiba. Partindo de Curitiba o acesso pode ser realizado pela mesma via, no sentido contrário.



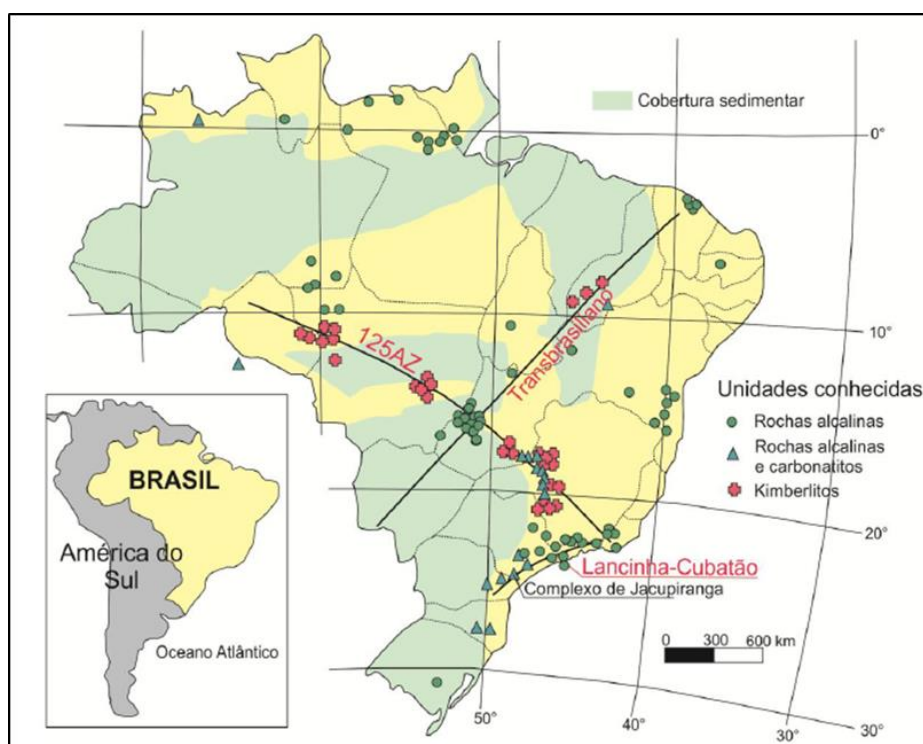
**Figura 3.1.** Localização da mina. Imagem do Google Earth destacando a área da mina e a cava, 2010.

### 3.2.2. GEOLOGIA

Os estudos apresentados a seguir compreendem o conhecimento prévio da geologia regional, geologia local e geologia estrutural da região onde encontra-se a Mina.

### 3.2.2.1. GEOLOGIA REGIONAL

O Morro da Mina que integra a Mina está inserido no Complexo Alcalino de Jacupiranga, na região centro-sul do distrito das rochas alcalinas, uma ocorrência brasileira clássica de rochas alcalinas e ultrabásicas com manifestações carbonatíticas associadas que constituem um depósito fosfático de afiliação magmática, atualmente em lavra. As principais províncias ígneas alcalinas/carbonatíticas do Brasil ocorrem ao longo de dois lineamentos de dimensões continentais que cortam o país, sendo estes: o lineamento de azimuth 125 (125AZ) e o lineamento Transbrasiliano (Schobbenhaus *et al.*1975). Contudo, um conjunto de corpos alcalinos/carbonatíticos, posicionados a sul do paralelo 15°S, não se inserem neste contexto e foram individualizados por Almeida (1983) e Riccomini *et al.* (2005) em outras 15 províncias alcalinas. Dentre estas, destaca-se a Província Arco de Ponta Grossa, que engloba os corpos ígneos do Complexo de Jacupiranga, aflorantes na Mina.



**Figura 3.2.** Lineamentos Transbrasiliano, 125 AZ e Lancinha-Cubatão, responsáveis pelo controle de corpos ígneos alcalinos carbonatíticos e Kimberlíticos (modificado de Biondi, 2005).

O Arco de Ponta Grossa consiste em uma elevação continental de direção N40-60W ativa desde o Paleozóico e definida por um enxame de diques de diabásio associados à Província Magmática do Paraná,  $134,7 \pm 1$  Ma, (Thiede & Vasconcelos, 2010). Apesar de, do ponto de vista genético, o Complexo de Jacupiranga ser correlacionado ao Arco de Ponta Grossa, no

que se refere a aspectos estrutural esta correlação não ocorre. Isso porque o Complexo de Jacupiranga, junto a outros corpos ígneos, encontra-se alinhado ao Sistema de Cisalhamento Lancinha-Cubatão (Biondi, 2005; Chmyz, 2017). Este sistema representa uma zona de sutura NE-SW formada durante a aglutinação do supercontinente Gondwana e possivelmente reativadas na abertura do Oceano Atlântico.

O Complexo de Jacupiranga é uma unidade intrusiva mesozóica (133-131 Ma), de morfologia ovalada, com 10,5 x 6,7 Km, orientada segundo a direção NNW, Figura 3.3. Ocupa uma área de aproximadamente 65 km<sup>2</sup> e intrude rochas pré-cambrianas do Grupo Açungui (~ 550 Ma; Ruberti *et al.* 1992; Beccaluva *et. al.* 2017), com granodioritos ao norte e mica e xistos ao centro e ao sul. Pode ser subdividido em dois domínios plutônicos diacrônicos, a saber:

Domínio I - mais antigo, composto por dunito-gabro-sienito;

Domínio II - mais jovem, composto por clinopiroxênio-Ijolito, posteriormente injetado por um corpo carbonatítico, no qual a Mina encontra-se alojada.

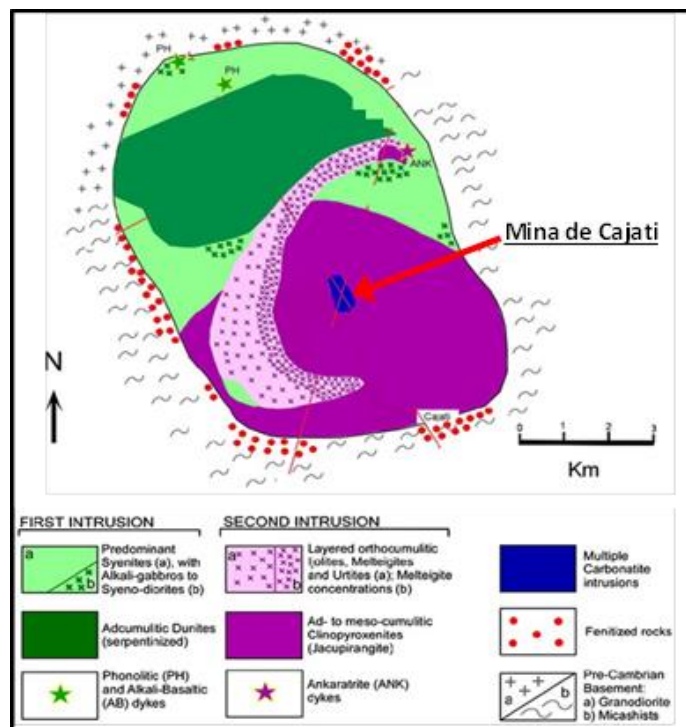
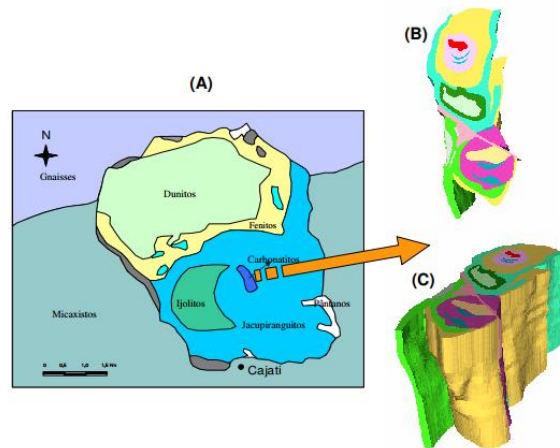


Figura 3.3. Geologia do Complexo de Jacupiranga (Chmyz, 2017).



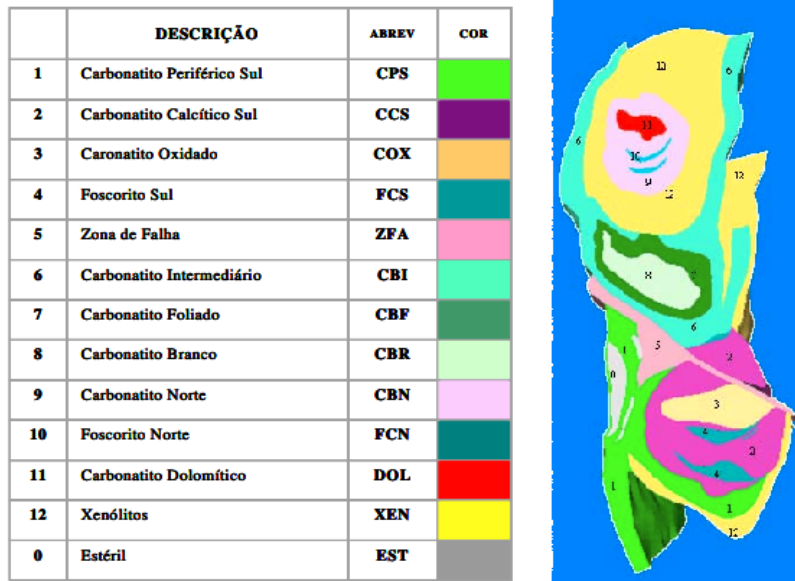
O mapa geológico do complexo Alcalino de Jacupiranga, segundo Germann *et. al.*, 1987, *apud* Barros, 2001, pode ser observado na Figura 3.4.



**Figura 3.4.** Complexo Alcalino de Jacupiranga. (A) Geologia Regional segundo Germann *et al* (1987, *apud* Barros, 2001), (B) Geologia local em planta, (C) Bloco Geológico Tridimensional (Saito *et al.*, 2004 *apud* Faria, 2004) (Banco de dados da área de planejamento).

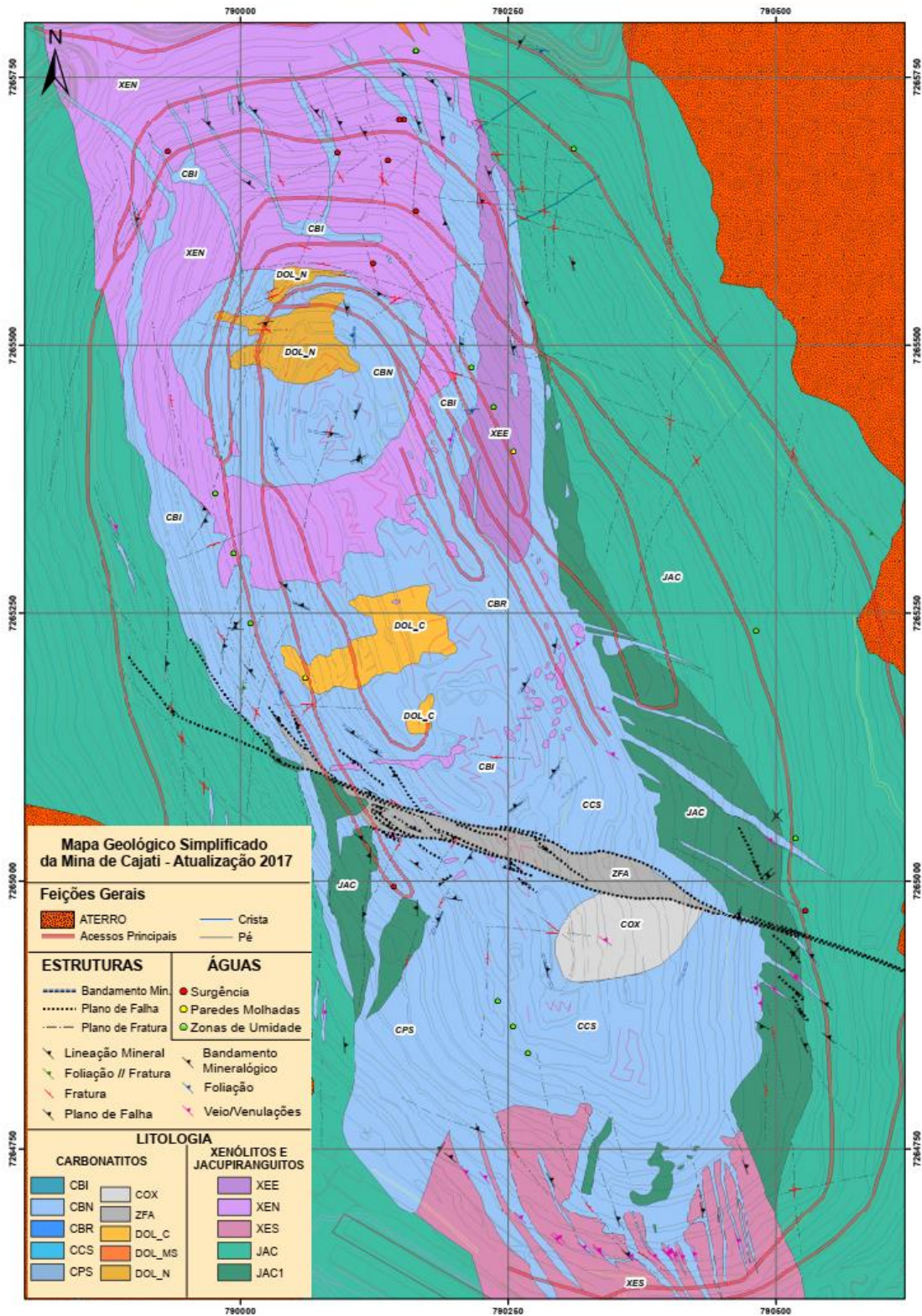
### 3.2.2.2. GEOLOGIA LOCAL

A geologia local é constituída por uma ocorrência clássica de rochas alcalinas englobadas sob a designação genérica de “complexo Ultramáfico-Carbonatítico de Jacupiranguito”. Caracterizado como um complexo não saturado localizado próximo à Bacia do Paraná, formada em uma zona de intensa atividade magmática terciária e que inclui diversas ocorrências de material carbonatítico. As figuras 3.5 e 3.6 apresentam o detalhamento tipológico na escala de mina para o corpo mineralizado.



**Figura 3.5.** Litotipos do complexo (Banco de dados da área de planejamento, cedido pela empresa).

O mapa geológico local que subsidia o modelo geológico na escala de mina é apresentado na figura 4.6.

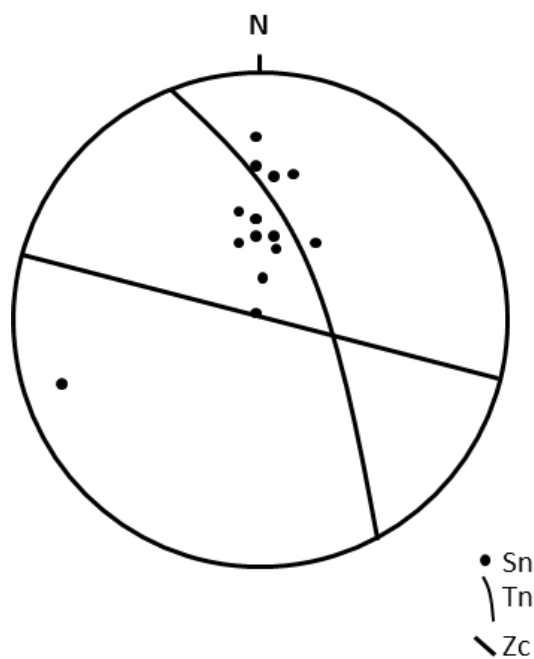


**Figura 3.6.** Mapa geológico simplificado da Mina (Banco de dados da área de geologia e planejamento, cedido pela empresa).

### 3.2.2.3. GEOLOGIA ESTRUTURAL

A área de estudo mostra uma compartimentação tectônica e estrutural relativamente complexa. Boas partes das estruturas geológicas mapeadas durante o trabalho de campo apresentam-se mascaradas por forte transposição regional, que dificulta o reconhecimento de fases de deformações anteriores. A principal foliação regional observada tem orientação aproximada EW com caimento para sul (estrutura Sn). Zonas de cisalhamento rompendo essa foliação principal também são observadas.

A foliação principal possui atitude variando de N85W a EW, com mergulho moderado para sul, conforme o diagrama de Schmidt-Lambert, Figura 3.7. O trend regional mineralizado tem direção NNW.



**Figura 3.7.** Diagrama de Shmidt\_lambert mostrando as atitudes dos planos de foliação (Sn), o trend principal do corpo mineralizado (Tn) e a zona de cisalhamento (Zc).

### 3.2.3. PROBLEMÁTICA

A mina tem como principal alvo de lavra os corpos carbonatitos, considerando -se como *cut-Off* aplicado (3% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) e como estéril franco o jacupiranguito encaixante. Nas operações rotineiras de mina têm sido praticados como densidades,  $\rho = 2,67 \text{ g/cm}^3$  para os carbonatitos e  $3,40 \text{ g/cm}^3$  para o jacupiranguito.

A lavra é realizada a céu aberto. Utiliza-se de desmonte com explosivos e posterior desmonte mecânico com equipamento de carregamento para remoção e aproveitamento do minério. O processo de lavra engloba, portanto, perfuração, desmonte, remoção de estéreis, carregamento, transporte. Não necessariamente nessa ordem, podendo haver a presença ou não de todas essas operações unitárias no ciclo de lavra.

O corpo mineralizado, carbonatito, por se tratar de uma intrusão ígnea, é fortemente encaixado e profundo em relação as rochas encaixantes, Figura 3.8. A região da cava que se encontra quase que na totalidade em rocha (carbonatito ou jacupiranguito são) já teve o decapeamento de *topsoil* e do estéril jacupiranguito alterado. Conforme as etapas de expansão da cava são terminadas um novo ciclo de decapeamento, de top soil e retirada de demais estéreis é realizado, tendo como limitante a restrição em planta das áreas superficiais disponíveis à mineradora.

A grande extensão em profundidade do corpo mineralizado em relação a sua extensão lateral confere à cava em lavra um aspecto de “confinamento”. Essa configuração aliada à outras questões e particularidades do empreendimento (área em superfície disponível limitada) tem dificultado o processo de afundamento da lavra. Em outras palavras, a mina, se desconsideradas alternativas de planejamento de lavra, pode passar pelo processo de “estrangulamento”. Nesse sentido questões inerentes a geotecnia da mina passam pela necessidade de se trabalhar com bancos de taludes altos e inclinados, em detrimento a taludes mais suavizados. A dinâmica da lavra passa, portanto, pelo crivo da geotecnia e do planejamento de lavra, em função da presença ou não de estéreis, geometria e teor da mineralização e propriedades geomecânica dos mesmos.

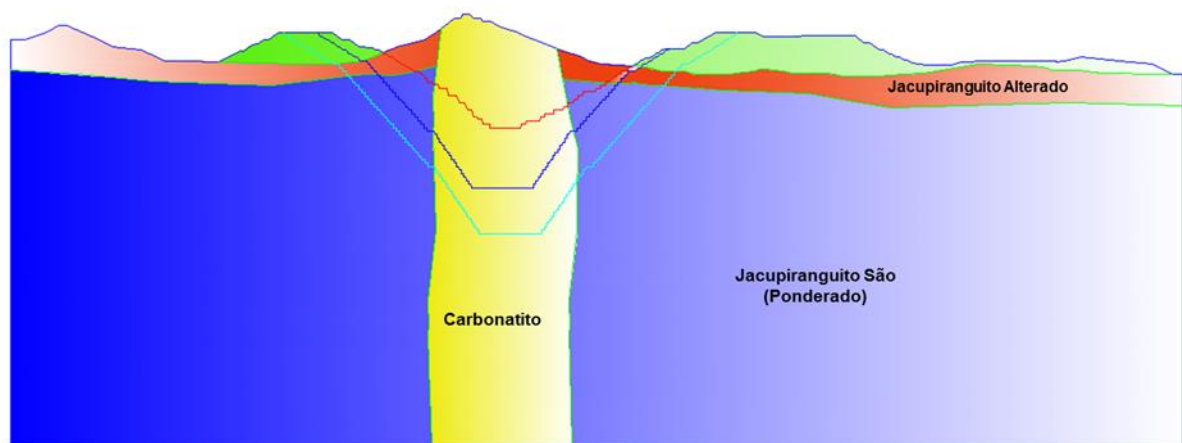
- **Estéreis**

Os materiais estéreis da Mina são compostos por solo de topo (cobertura, também conhecido como *topsoil*), jacupiranguito alterado, jacupiranguito sa, e xenólitos. Ao longo dos limites da cava atual a camada de *topsoil* já foi retirada e a remoção de estéreis se

limita, principalmente, a retirada de xenólitos. Em áreas de expansão da lavra é retirado o *topsoil*, jacupiranguito e xenólitos.

- **Mineralização**

O corpo mineralizado, conforme mencionado anteriormente, é uma intrusão ígnea sub-verticalizada. Essa característica, aliada a baixa disponibilidade de área superficial livre da empresa, imprime uma dificuldade para as atividades mineiras na lavra. O desnível da cava na fase atual de lavra (diferença entre a cota superior da mina e a cota mais baixa) chega a 250 m. Nas projeções de cava final o desnível pode chegar a 450 m, o que pode se tornar um entrave à continuidade das operações, seja por motivos de segurança operacional, seja por questões de viabilidade técnico-econômica. A segurança operacional está relacionada a altura dos taludes de escavação, os quais atualmente são de aproximadamente 20 m e sub-verticais. Já a viabilidade técnico-econômica passa pela questão do volume de estéril a ser retirado, que passa necessariamente pela extensão (aumento) da área da cava, o que depende de áreas livres em superfície.



**Figura 3.8.** Perfil geológico esquemático da mina.

### 3.3. CARACTERIZAÇÃO GEOLÓGICA-GEOTÉCNICA DOS MACIÇOS DA MINA

A caracterização de um maciço rochoso é um dos principais problemas que qualquer estudo geotécnico deve enfrentar caso desejam-se realizar cálculos tensão-deformação para a execução e desenho de estruturas, ou mesmo para o entendimento das diferenças litológicas em termos de propriedades geomecânicas. Uma amostra de rocha intacta em laboratório é muito menor que um maciço rochoso que, muitas vezes contém certo número de planos de fraqueza. Devido a isso, o comportamento mecânico do maciço rochoso é bastante diferente do material ensaiado no laboratório (Galera *et al.* 2005).

Para determinar os parâmetros que caracterizam os maciços rochosos da mina do morro foi utilizada a proposta de classificação geomecânica de Bieniawsky, 1989.

Durante o trabalho de campo foram levantados dados litoestrutural das principais unidades geotécnicas que corroboraram para a definição das principais classes geotécnicas segundo a classificação de Bieniawsky. A escolha do método de classificação geomecânica pela metodologia de Bieniawsky foi motivada pela natureza dessa metodologia, que se baseia em estudos geomecânicos de diversas minas. Outro fator importante na escolha da metodologia de Bieniawsky em detrimento a metodologia Q de Barton se deve ao fato de que a classificação Q não considera a orientação das fraturas e a resistência da rocha são como parâmetros independentes.

A caracterização geomecânica teve como objetivo conhecer as classes de maciços presentes na área de estudo, bem como determinar as suas distribuições, localização e espessuras. Para isto realizou-se o levantamento geomecânico de campo, no qual foram definidos parâmetros para: rocha intacta, descontinuidades e maciço rochoso.

A metodologia de trabalho utilizada neste trabalho está baseada na integração dos critérios, parâmetros e faixas de valores sugeridos pela ISRM<sup>1</sup>, em conjunto ao sistema de classificação

---

<sup>1</sup> International Society for Rock Mechanics (1981)



RMR, proposto por Bieniawski (1989), e que é internacionalmente aceito como prática de engenharia devido ao seu histórico de aplicação em grandes obras em todo o mundo.

Para o levantamento dos dados em campo foram utilizadas guias e nomenclaturas propostas na literatura, como por exemplo, ISRM (1981) e Bieniawski (1989). Estas informações foram agrupadas e inseridas em tabelas que permitem a execução do trabalho de forma dinâmica e sistemática. Os principais parâmetros coletados estão descritos adiante e ilustrados na Figura 3.9.

#### Rocha Intacta:

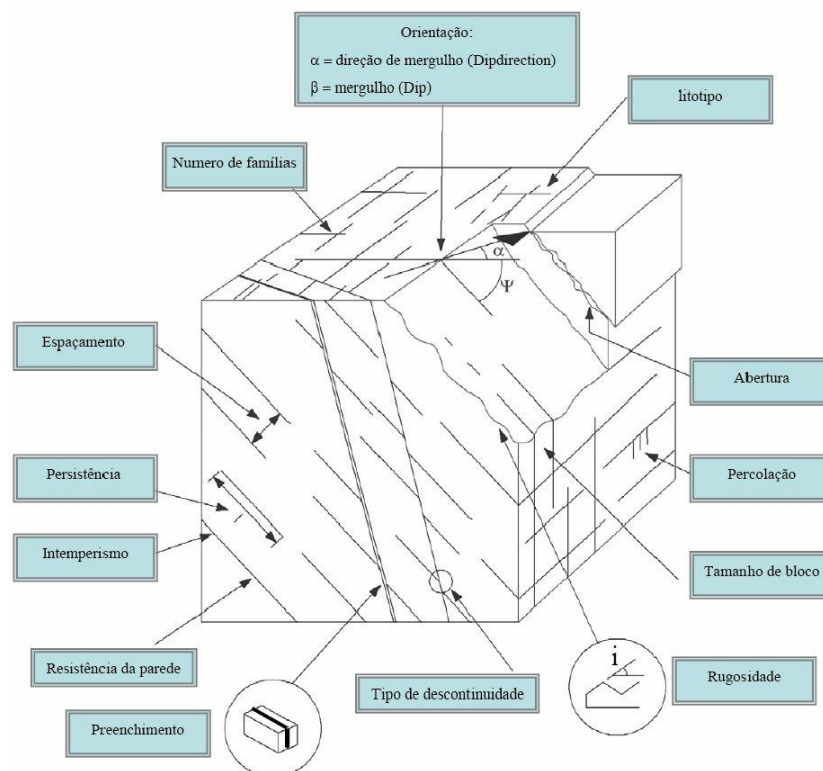
- Identificação dos litotipos, fundamentada na apreciação da suas características macroscópicas;
- Grau de Resistência (R0-R6) e Grau de Intemperismo (W1-W6); segundo os parâmetros de caracterização geotécnica recomendados pela ISRM (1981);
- Alteração hidrotermal.

#### Descontinuidades:

- **Tipo de estrutura**, e.g. foliação, fraturas, lineações etc;
- **Atitude**, ou orientação espacial dos planos estruturais, utilizando a nomenclatura direção de mergulho e mergulho (*dip direction/dip*);
- **Persistência**, ou comprimento do traço das estruturas planas, estimada por comparação visual da altura do talude, com a extensão do traço de cada descontinuidade;
- **Espaçamento**, que é a distância entre planos estruturais de uma mesma família, obtido pela relação inversa da frequência de descontinuidades (e.g.  $f = 4/m$  resulta em 0,25m de espaçamento);
- **Abertura**, definida como a distância que separa as paredes da rocha de uma descontinuidade aberta onde o espaço é preenchido por ar ou água;



- **Rugosidade**, ou grau de irregularidade e aspereza da superfície de descontinuidade que é comparada com perfis-padrão (Barton, 1974) e quantificada pelo índice Jr que pode ser correlacionado com o JRC (*Joint Roughness Coefficient*);
- **Grau de Resistência (R0-R6) e Grau de Intemperismo (W1-W6)** das paredes das descontinuidades; segundo os parâmetros de caracterização geotécnica recomendados pela ISRM (1981);



**Figura 3.9.** Ilustração de um maciço rochoso, indicando os aspectos geomecânicos levantados em campo.

### Maciço Rochoso:

Além dos caracteres apresentados anteriormente o parâmetro presença de água é de vital importância.

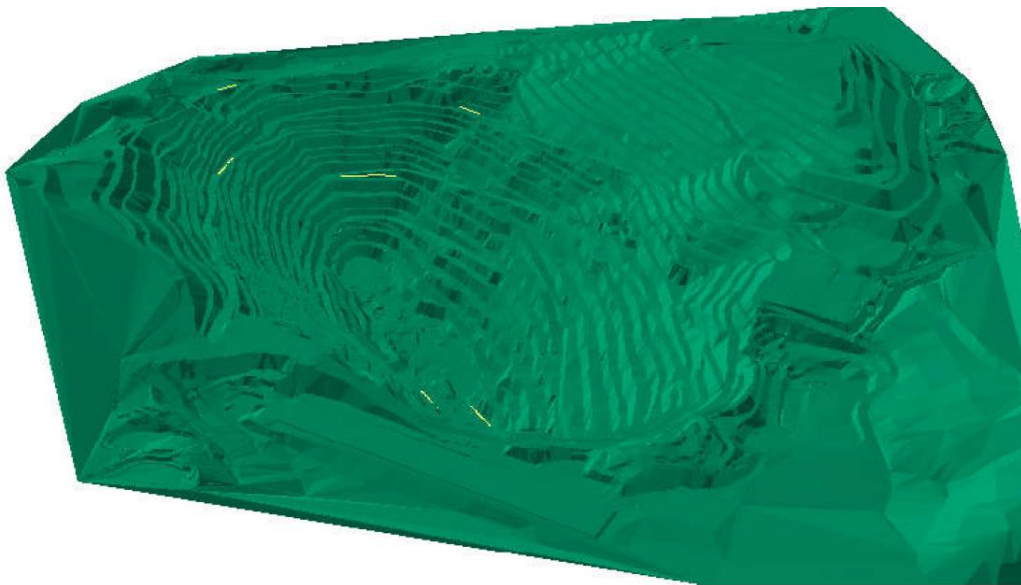
- Exsudação de água (seco, úmido etc.); parâmetro levantado com base nos critérios sugeridos por Bieniawski (1989);

A segunda etapa na caracterização geomecânica foi o processamento e avaliação dos dados coletados em campo. Os parâmetros geotécnicos levantados para rocha intacta, maciço

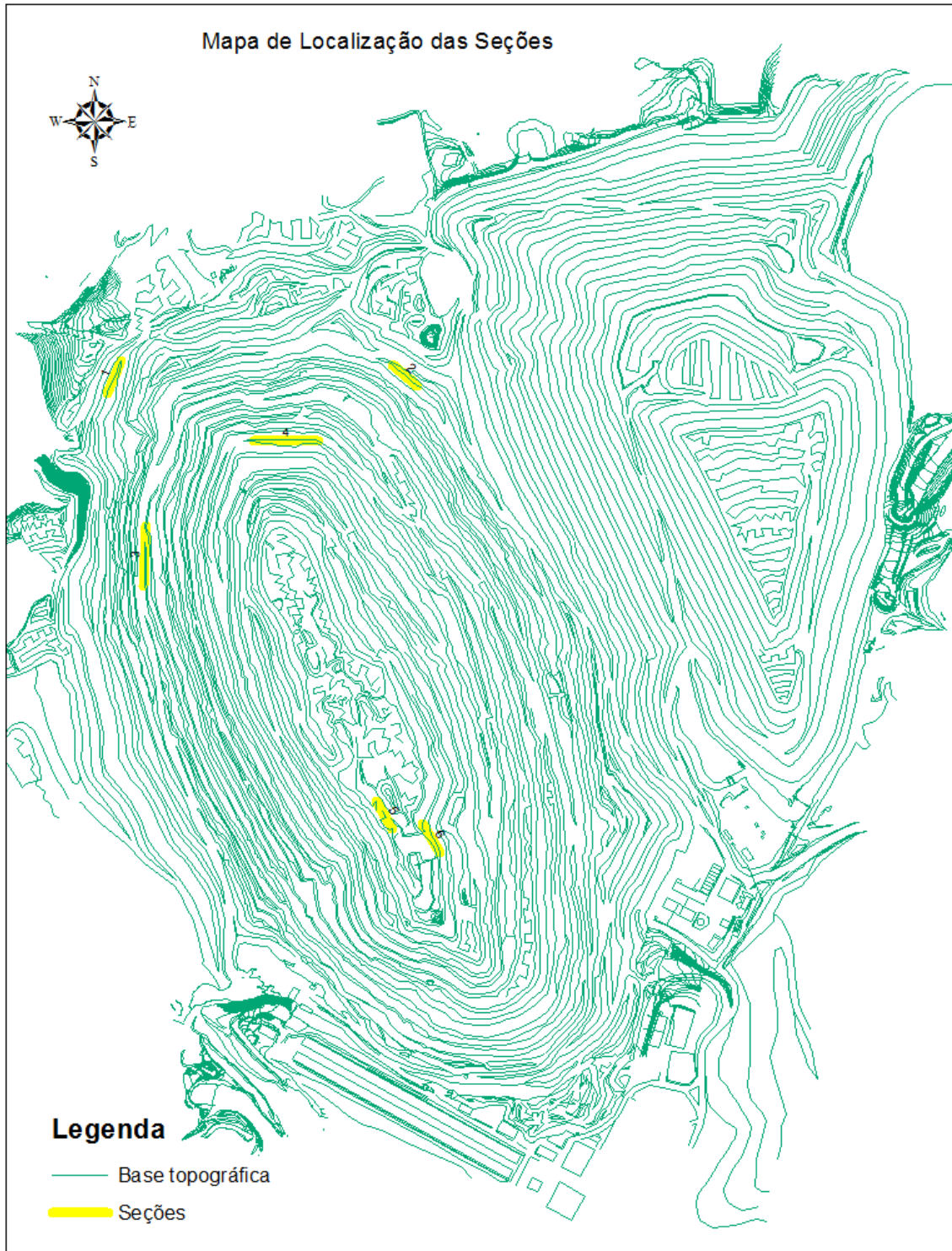
rochoso e descontinuidades foram utilizados na classificação do maciço rochoso, de acordo com sistema RMR (Rock Mass Rating) desenvolvido por Bieniawski (1989).

### 3.3.1. SELEÇÃO DAS SEÇÕES DE MAPEAMENTO

A partir do acesso aos dados topográficos da Mina e ao acesso físico a mina foi possível selecionar as regiões da cava onde seriam realizadas as seções de mapeamento. Em função das atitudes do corpo mineralizado e da geometria da cava foi estabelecido uma malha inicial de seis (6) seções geológicas com direções NNE-SWW (Seção I), NWW-SEE (Seção II), NS (Seção III), EW (Seção IV), NNW-SSE (Seção V e Seção VI), Figura 3.10 e 3.11.



**Figura 3.10.** Modelo digital da cava da mina mostrando as seis seções predefinidas onde foram mapeados os dados geológicos e geotécnicos (seções em amarelo).



**Figura 3.11.** Mapa de localização das Seções mapeadas. Base topográfica da cava da mina mostrando as seis seções predefinidas onde foram mapeados os dados geológicos e geotécnicos (seções em amarelo).

A Tabela 3.1 apresenta as informações gerais das seções geológicas mapeadas.

**Tabela 3.1.** Seções geológicas mapeadas onde foram levantados os dados geológicos-geotécnicos para a caracterização dos maciços rochosos.

SEÇÕES GEOLÓGICAS					
SEÇÃO	COORDENADAS UTM		TREND	ELEVAÇÃO	NÚMERO DE PONTOS MAPEADOS
	INÍCIO	FIM			
<b>SEÇÃO I</b>	789999 / 7265830	789976 / 7265779	NNE - SSW	70	10
<b>SEÇÃO II</b>	790430 / 7265823	790468 / 7265791	NWW - SEE	30	10
<b>SEÇÃO III</b>	790040 / 7265589	790036 / 7265495	NNE - SSW (NS)	20	12
<b>SEÇÃO IV</b>	790310 / 7265703	790209 / 7265703	NEE - SWW	-40	13
<b>SEÇÃO V</b>	790402 / 7265132	790428 / 7265087	NNW - SSE	-169,1	11
<b>SEÇÃO VI</b>	790477 / 7265096	790505 / 7265051	NNW - SSE	-169,4	8

### 3.3.2. DESCRIÇÃO GEOLÓGICA-GEOTÉCNICA POR SEÇÃO

Cada seção escolhida, conforme o item 3.3.1. foi mapeada e teve sua descrição geotécnica registrada com o apoio de uma planilha, representada na Figura 3.10. Por meio dessa planilha, à medida que se procedia ao mapeamento geológico-geotécnico, fazia-se o registro de todas as informações básicas de cada seção e os parâmetros necessários à classificação geomecânica de maciços rochosos.

As ferramentas de campo utilizadas para a coleta dessas informações durante o trabalho de mapeamento geológico geotécnico e obtenção dos parâmetros mencionados estão apresentados na Figura 3.11. e Figura 3.12.



UNIVERSIDADE DE BRASÍLIA DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA CIVIL E AMBIENTAL PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM GEOTECNIA		Planilha de levantamento de campo																
Descrição geológico-geotécnica de pontos de mapeamentos de cada seção e obtenção dos parâmetros necessários a classificação geomecânica dos maciços rochosos da Mina de Cajati - Sistema																		
DATA	MINA	SETOR	SEÇÃO	BANCADA (m)	COORDENADAS (UTM)													
					N	E												
PONTO	DESCRIÇÃO DE ROCHA						PARÂMETROS											
	LITOLOGIA	COMPOSIÇÃO MINERALÓGICA	COLORAÇÃO	TEXTURA GRANULOMÉTRICA	ESTRUTURAS	GRAU DE ALTERAÇÃO	RQD	DIREÇÃO DE MERGULHO	ÂNGULO DE MERGULHO	ESPAÇAMENTO DAS FRATURAS	CONDIÇÕES DAS FRATURAS	RUGOSIDADE	PERSISTÊNCIA	ABERTURA	ALTERAÇÃO	PREENCHIMENTO	CONTATOS GEOLÓGICOS	ÍNDICE DE COMPRESSÃO PUNITIFORME
DESCRIÇÃO																		
PESO RELATIVO																		
OBSERVAÇÕES																		

**Figura 3.12.** Modelo de planilha desenvolvida para a descrição geológica-geotécnica de campo e obtenção dos parâmetros utilizados na classificação dos maciços pelo método RMR.



**Figura 3.13.** Ferramentas de campo utilizadas durante o trabalho de mapeamento geológico-geotécnico. Com destaque para o aparelho GPS (Global Position System), bússola geológica (modelo Brunton), além de caderneta de campo e escala de referência.



**Figura 3.14.** Ferramentas de campo utilizadas durante o trabalho de mapeamento geológico-geotécnico. Com destaque para o martelo geológico (modelo Estwing), cadernetas de campo de referência, além de caderneta de campo para o levantamento na Mina e equipamentos de segurança individual exigidos na Mina.

De posse do mapa com a definição das seções de mapeamento, das ferramentas apresentadas, da planilha apresentada na Figura 3.10, e do conhecimento e utilização dos sistemas de

classificação de maciços RMR e Q, passou – se para a descrição geológica geotécnica conforme a sequência apresentada a seguir.

### **3.3.2.1. INFORMAÇÕES GERAIS**

Foram anotados os dados no cabeçalho da planilha de campo sobre as informações gerais da seção que estava sendo mapeada:

- i) Data do levantamento
- ii) Mina
- iii) Região da Mina ou Setor
- iv) Identificação da Seção
- v) Cota da berma ou Bancada
- vi) Coordenadas UTM do Ponto mapeado
- vii) Identificação do Ponto

### **3.3.2.2. LITOLOGIA**

A litologia foi descrita em função da identificação do tipo de rocha e estruturas marcantes, além do grau de alteração e a coerência da rocha em cada seção. Essa identificação se baseou em análises tátil – visual e foi completada pela discussão com os geólogos da mina e pela consulta aos arquivos da mina, quando necessário. A observância da coerência do litotipo se deu pela utilização do martelo de geólogo e de canivete.

Na descrição litológica foram observadas ainda as seguintes características:

- i) Tipo de rocha;
- ii) Mineralogia e Cor: Minerais mais comuns observáveis e cor predominante;
- iii) Textura Granulométrica: em relação ao tamanho dos grãos minerais, sendo classificadas como fina, média ou grossa;
- iv) Estruturas: foliações, xistosidades, fraturas, falhas, dobras e veios;



### **3.3.2.3. RQD (ROCK QUALITY DESIGNATION) OU ÍNDICE DE QUALIDADE DE ROCHA**

O RQD utilizado foi calculado tomando-se como referencial metro linear da face do talude mapeado ou equivalente à uma perfuração de um metro. A contagem incluía os pedaços de rochas maiores ou iguais a 10 cm que fossem separados por estruturas naturais.

### **3.3.2.4. PARÂMETROS GEOTÉCNICOS DO SISTEMA RMR**

Os principais parâmetros do sistema RMR utilizados durante o mapeamento estão descritos a seguir:

#### **3.3.2.4.1. ESPAÇAMENTO DAS DESCONTINUIDADES**

O espaçamento das descontinuidades foi medido a partir do ponto central da seção considerando-se mais 3 metros de cada lado, a partir do ponto central, ou seja, numa seção de 6 metros de extensão ao longo do talude. Para medir este parâmetro foi utilizado trena graduada obedecendo os seguintes critérios pré-estabelecidos:

- i) em uma seção com apenas uma família de fraturas, considerava-se os espaçamentos a ser medido como sendo o menor de todos (condição mais desfavorável e mais conservadora);
- ii) nos casos com mais de uma família de descontinuidades numa mesma linha de seção o espaçamento verificado era o de menor valor dentre as descontinuidades de uma mesma família;
- iii) na ausência de mais de uma fratura de uma mesma família então era considerado o espaçamento dessa fratura até a fratura mais próximo, mesmo que fora da linha de seção.

#### **3.3.2.4.2. CONDIÇÕES DAS DESCONTINUIDADES**

O mapeamento geológico-geotécnico das descontinuidades permitiu, análises tátil-visual, a observação da rugosidade e alteração das paredes das descontinuidades.



- i) Rugosidade: foi possível determinar a superfície das fraturas e classifica-las em muito rugosa, levemente rugosa, lisa ou ainda se apresentava a característica particular de *slickensides*;
- ii) Persistência: foi verificado a persistência de cada continuidade ao longo da seção mapeada e em relação a altura do banco de cada seção
- iii) Abertura: foi verificado a existência de fraturas abertas e foram medidas a dimensão da abertura em relação à perpendicular aos planos das fraturas.
- iv) Alteração das paredes: foi possível identificar se as paredes das juntas eram inalteradas, pouco alteradas ou muito alteradas e quanto a presença ou não de preenchimentos consolidados ou macios;
- v) Preenchimento: foi verificado a existência de preenchimento nas fraturas e descrito as características geológicas dos preenchimentos.

#### 3.3.2.4.3. ÁGUA SUBTERRÂNEA

Durante o trabalho de campo foi observado que a mina de não dispunha de um modelo hidrogeológico de curto prazo e também de atividades de rebaixamento. Não foi observado nas frentes de lavra nenhum caudal expressivo naturalmente e admitiu-se, portanto, que o caudal seria nulo.

#### 3.3.2.4.4. ORIENTAÇÃO DAS DESCONTINUIDADES

A orientação das descontinuidades, observada com o auxílio da bússola, foi utilizada na determinação de famílias de fraturas, uma vez que quando estas possuem a mesma inclinação e características semelhantes são pertencentes a uma mesma família.

## **4. RESULTADOS E DISCUSSÃO**

O presente capítulo tem por objetivo apresentar e discutir os resultados obtidos do levantamento de campo realizados na Mina. Para isso, a investigação envolveu a análise dos dados de mapeamento com o intuito de avaliar as classes de rochas dos maciços mapeados.

### **4.1. MAPEAMENTO GEOLÓGICO GEOTÉCNICO**

O mapeamento geológico – geotécnico foi realizado em pontos das seções predefinidas na área de estudo da cava. Ao todo foram mapeados 64 pontos ao longo de seis seções, acessíveis na mina. Essa etapa de campo permitiu o levantamento dos dados geológicos e dos parâmetros necessários à realização da classificação geomecânica segundo o sistema RMR. Os dados de levantados e caracterização geológica-geotécnica, assim como os resultados oriundos dos mesmos encontram-se disponíveis no Apêndice I.

#### **4.1.1. LITOLOGIAS E ESTRUTURAS**

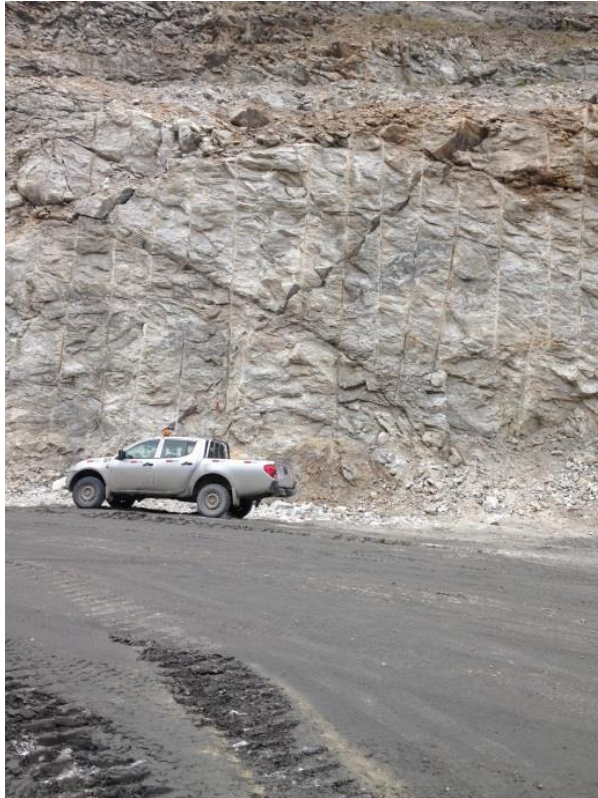
Os critérios utilizados no levantamento de campo foram baseados em técnicas de levantamento geológico de campo função de informações geológicas posteriormente comparadas ao modelo geológico existente.

Durante essa etapa de campo foram mapeados nos taludes da mina, as seguintes litologias:

- i) Carbonatito (CAR)
- ii) Xenólito
- iii) Jacupiranguito
- iv) Carbonatito de Falha (zona de falha ou ZFA).

- i) Carbonatito

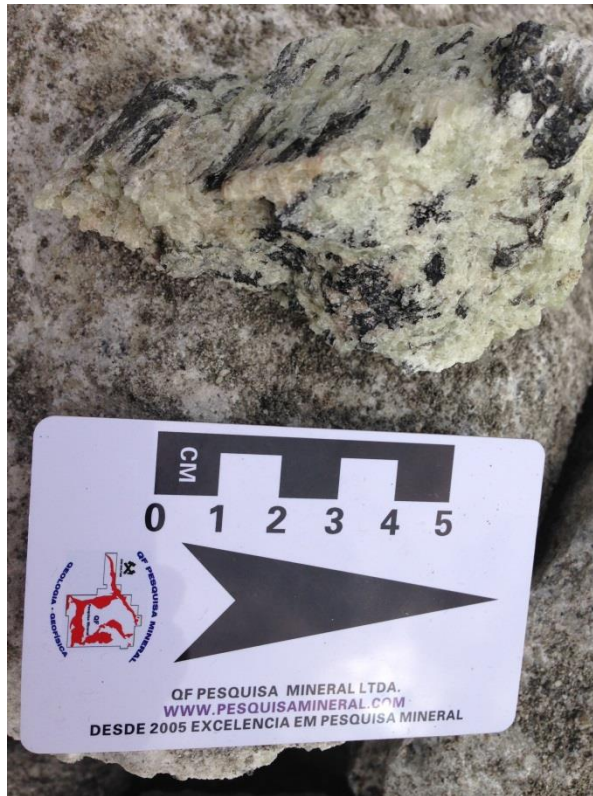
O carbonatito é caracterizado por material de coloração clara, esbranquiçada e com presença de minerais acessórios escuros, como a magnetita e a apatita. Apresenta alto grau de consistência e grau de faturamento de médio abaixo. Figuras 4.1, 4.2 e 4.3.



**Figura 4.1.** Imagem de uma frente de lavra fraturada constituída por carbonatito.



**Figura 4.2.** Blocos de carbonatito detonados e sua coloração esbranquiçada típica.



**Figura 4.3.** Detalhe da rocha carbonatítica lavrada apresentando minerais acessórios de tonalidade escura.

ii) Xenólito

Os xenólitos da mina ocorrem em zonas distribuídas ao longo da mina e são caracterizados por presença de blocos de jacupiranguito, dos mais diversos tamanhos, envolvidos por uma massa majoritária de carbonatitos. Ocorrem em maior volume na forma de Xenólito São, ocorrendo em menor proporção Xenólito alterado. O xenólito alterado tem menores valores de consistência e maior grau de alteração. Figuras 4.4 e 4.5.





**Figura 4.4.** Detalhe de talude constituído por Xenólito.



**Figura 4.5.** Fotografia de frente de escavação mecânica em zona de xenólito típica.

### iii) Jacupiranguito

O jacupiranguito, rocha ígnea, ultrabásica, de tonalidade escura, ocorre circundante a cava, atuando como encaixante, e também por algumas porções de áreas ao longo da cava, nesse caso, sendo considerado como contaminante (estéril). Em níveis superiores da mina apresenta-se muito alterado, com baixo grau de consistência e alto grau de faturamento. Figuras 4.6 e 4.7.



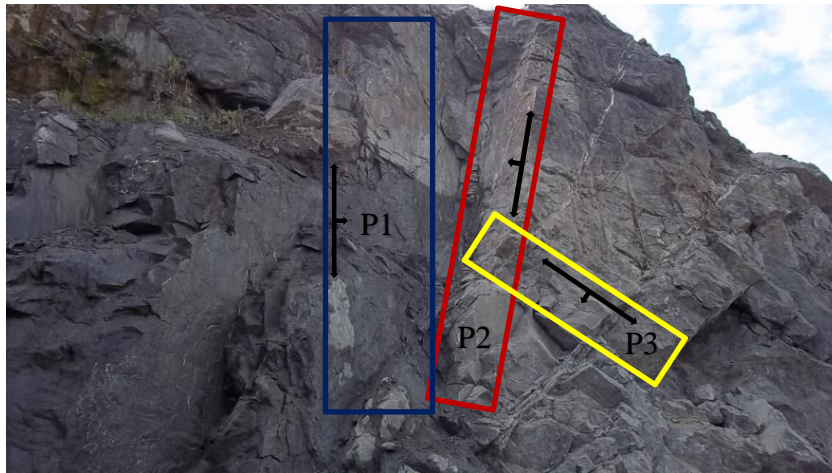


**Figura 4.6.** Fotografia semi-parorâmica da mina mostrando jacupiranguito alterado, ao fundo em vermelho. Setor Norte da Cava.



**Figura 4.7.** Fotografia Parorâmica da mina mostrando jacupiranguito alterado, ao fundo, em vermelho. Setor Norte da Cava. E, depósito de estéril no setor Nordeste da Cava, em verde.

Ao longo da cava o jacupiranguito, também caracterizado por tonalidade escura, apresenta alto grau de consistência e grau médio de faturamento. Planos de faturamento são comuns nessa litologia.



**Figura 4.8.** Jacupiranguito em talude escavado apresentando planos de faturamento em três direções e, por vezes, preenchidos. Três planos de fraturamento P1, P2 e P3 com diferentes atitudes exemplificados pelos planos em azul, vermelho e amarelo, respectivamente.



**Figura 4.9.** Jacupiranguito em talude escavado apresentando plano de faturamento principal, por vezes, preenchidos. Direção do plano principal representando em vermelho, neste caso três planos de fraturamento paralelos.

#### iv) Carbonatito de Falha

O Carbonatito de Falha, ocorre na zona de falha e apresenta-se mediamente alterado, com baixo grau de consistência em média 3, e alto grau de fraturamento variando de 4 a 5, Figura 4.7.





**Figura 4.10.** Carbonatito de Falha, mediamente alterado e com alto grau de fraturamento.

As principais estruturas observadas durante o mapeamento foram fraturas ou juntas (Figura 4.11) e os contatos geológicos entre os litotipos (Figura 4.12).



**Figura 4.11.** Carbonatito apresentando planos de fraturamento em duas direções principais, destacados em vermelho.





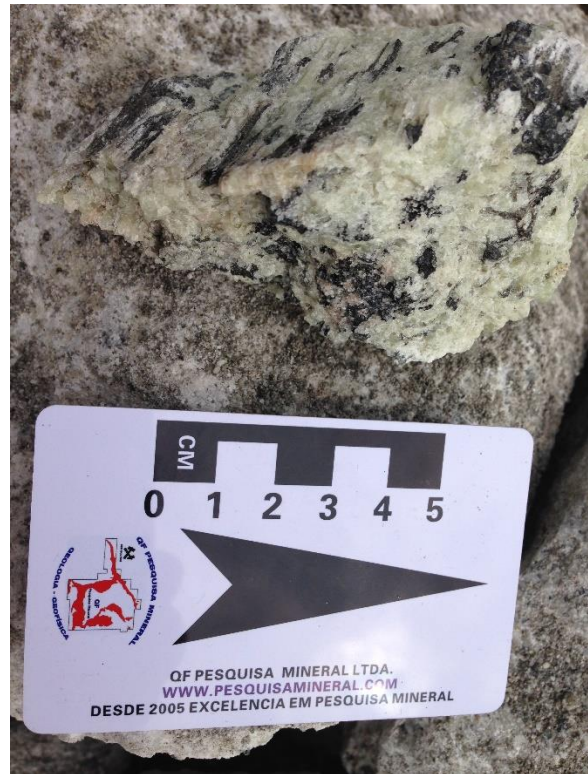
**Figura 4.12.** Imagem parcial da Mina destacando contatos geológicos entre os litotipos carbonatito (CAR), xenólitos (Xe) e Jacupiranguito (JAC).

#### **4.1.2. GRAU DE ALTERAÇÃO**

O grau de alteração dos maciços mapeados foi baseado nas recomendações do ISRM, *International Society of Rock Mechanics*, para classificação da alteração dos maciços rochosos (anexo 1, Tabela 4). Os maciços mapeados enquadram nas categorias W1, W2, W3 e W6, equivalentes à rocha sã, rocha pouco alterada, rocha moderadamente alterada e solo residual, Figura 4.13.



a)



b)



c)



d)

**Figura 4.13.** Grau de alteração dos maciços estudados: (a) jacupiranguito em contato com carbonatito, rocha sã, cristais luminosos, coloração inalterada, brilhosa, W1. (b) carbonatito ligeiramente alterado, pouco brilho e apresentando descoloração, W2. (c) jacupiranguito ligeira a moderadamente alterada, W3. (d) solo residual bastante alterado e pouco resistente, W6.



### 4.1.3. ESPAÇAMENTO DAS DESCONTINUIDADES

O espaçamento das descontinuidades dos maciços mapeados se baseou nas recomendações do ISRM, *International Society of Rock Mechanics*, para classificação do distanciamento das fraturas dos maciços rochosos. Foram medidas a distância entre as fraturas, medida perpendicularmente aos planos das mesmas, Figura 4.14. Foram encontrados espaçamentos entre 15 cm a aqueles maiores que 200 cm, mostrando um grande *range* de espaçamento para cada maciço mapeado, Figuras 4.15 e 4.16.



**Figura 4.14.** Espaçamento das descontinuidades medido em relação à perpendicular.



**Figura 4.15.** Maciço apresentando espaçamento médio entre as descontinuidades de 18cm. Classificação E4, ou seja, próximas.



**Figura 4.16.** Maciço apresentando espaçamento médio entre as descontinuidades de 6 m.  
Classificação E1, ou seja, muito afastadas.

#### 4.1.4. CONDIÇÃO DAS DESCONTINUIDADES

A condição das descontinuidades foi realizada pela descrição e caracterização geológico da rugosidade e do índice de alteração das paredes das descontinuidades.

##### i) rugosidade

O índice ou condição de rugosidade das descontinuidades foi aferido em comparação aos perfis de rugosidade da ISRM, comparadas ao perfil apresentado por Barton e Choubey, 1977., Anexo 1, Tabela 7. Foi observado que as fraturas no jacupiranguito apresentam-se nas categorias lisa ou polida e tendem a ser planas ou onduladas, Figuras 4.17 e 4.18.



**Figura 4.17.** Maciço rochoso de jacupiranguito apresentando paredes da descontinuidade lisa, podendo ser plana ou ondulada.



**Figura 4.18.** Maciço rochoso de jacupiranguito apresentando paredes da descontinuidade polida e plana (destacado em vermelho).

O carbonatito apresenta as paredes das descontinuidades nas classes rugosas e onduladas ou lisas e onduladas, Figura 4.19.



**Figura 4.19.** Maciço rochoso de carbonatito apresentando paredes da descontinuidade rugosa ondulada (ondulação da descontinuidade destacado em vermelho).

O Xenólito apresenta as paredes das descontinuidades rugosa ondulada, Figura 4.20. A zona de falha tem as paredes das descontinuidades rugosa recortada, Figura 4.21.





**Figura 4.20.** Maciço rochoso de Xenólito apresentando paredes da descontinuidade rugosa ondulada.



**Figura 4.21.** Maciço rochoso de Zona de Falha apresentando paredes da descontinuidade rugosa recortada.

i) Alteração e preenchimento das juntas

Nos maciços rochosos da mina apresentam-se juntas, na maioria, preenchidas com material silte-argiloso ou argiloso e alterados, Figura 4.22.



**Figura 4.22.** Paredes da descontinuidade preenchidas com material silte-argiloso alterado.

#### **4.1.5. ÁGUAS SUBTERRÂNEAS**

Foi observado durante as atividades de campo que não há interferência de águas subterrâneas nas atividades de lavra para o nível atual de profundidade da mina, portanto o efeito caudal para os maciços mapeados foi considerado nulo.

#### **4.1.6. ATITUDE DAS DESCONTINUIDADES**

As atitudes das descontinuidades foram mapeadas, medidas e registradas. As principais descontinuidades presentes e mapeadas na mina foram fraturas geológicas. Essas fraturas têm direção principal NNE com mergulhos próximo a 50 graus e direção de mergulho alternando entre NW e SE. Fraturas secundárias apresentam direção NNW e NWW, com mergulhos de alto ângulo. Outro conjunto de fraturamento tem direção NS, também com mergulho de alto ângulo (~90 graus).

## 4.2. CLASSIFICAÇÕES GEOMECÂNICAS

A definição das classes de maciço foi realizada tomando como base os parâmetros levantados no mapeamento geológico-geotécnico, os quais foram agrupados em maciços com comportamento geomecânico similar, segundo os critérios RMR de Bieniawski (1989).

### 4.2.1. SISTEMA RMR

O sistema de classificação RMR (Bienawski, 1989) é um sistema no qual se permite relacionar índices de qualidade com parâmetros geotécnicos do maciço. Este sistema leva em conta os parâmetros de resistência uniaxial da matriz rochosa, RQD, espaçamento das discontinuidades, condição das discontinuidades e condições de saturação. Cada parâmetro tem uma pontuação determinada e a soma das pontuações obtidas para os cinco parâmetros resulta em um valor numérico com o qual se classifica o maciço rochoso. Esse valor é chamado de RMR-básico e não considera o ajuste por orientação das discontinuidades. Quando esse valor é submetido à correção por efeito da orientação das discontinuidades com relação à escavação é chamado de RMR-final.

Os valores admitidos para cada seção foram calculados a partir do processamento dos dados em uma planilha eletrônica desenvolvida para já fornecer as classes dos maciços, em função dos dados de *input* obtidos durante o levantamento de campo. Os dados desta planilha encontram-se nas tabelas do APÊNDICE III.

As classes de maciço obtidas a partir do índice RMR para as seções analisadas indicam que os maciços estão na condição de Rocha Boa (II), Rocha Regular (III), Solo (V) e Rocha Regular (III-IV). A condição (III-IV) refere-se ao maciço cujas rochas têm características consideradas intermediárias entre os estados III (Rocha Regular) e IV (Rocha Pobre ou Irregular). As classes de maciço obtidas para a mina são, portanto:

- II – maciço de boa qualidade
- III – maciço regular
- III-IV – maciço regular a irregular
- V – solo



Os valores de RMR obtidos foram apenas os valores de RMR-básico e foi dado o valor zero ao ajuste por orientação das descontinuidades. Para trabalhos futuros é sugerido considerar o ajuste haja vista a variabilidade direcional dos taludes da cava.

A determinação de classe de maciço foi realizada para cada ponto levantado. Logo, as pontuações obtidas foram agrupadas maciços com comportamento geomecânico similar.

### **4.3. CLASSIFICAÇÃO, INTEGRAÇÃO E MAPEAMENTO FINAL DOS MACIÇOS DA MINA**

Os dados obtidos durante a etapa de campo e interpretados após análise em escritório, a descrição geotécnica das seções de campo, somados à revisão bibliográfica possibilitaram a classificação dos maciços rochosos na Mina.

#### **4.3.1. CLASSIFICAÇÃO**

Conforme apresentando no item 4.1.1. foram mapeados, inicialmente, na Mina quatro litologias principais:

- i) Carbonatito (CAR)
- ii) Xenólito
- iii) Jacupiranguito
- iv) Carbonatito de Falha (zona de falha ou ZFA).

Durante o levantamento de campo das litologias geológicas supracitadas foram identificadas, ainda, variações de propriedades geotécnicas derivadas principalmente do grau de alteração do maciço rochoso (intemperismo). Por este motivo essas litologias geológicas foram reclassificadas em tipologias geológicas-geotécnicas:

- i) Carbonatito sã
- ii) Xenólito Sã (X-S)
- iii) Xenólito Alterado (X-A)
- iv) Jacupiranguito alterado (JAC-A)

- v) Jacupiranguito sã (JAC-S)
- vi) Rocha de Zona de Falha (ZFA)

As tipologias geológicas-geotécnicas, apresentadas acima, foram identificadas pela análises tático-visual na mina e de técnicas de mapeamento geomecânico. A análise tática visual utilizada no mapeamento baseou-se no conhecimento geológico expedito e foi validada tendo como plano de fundo as informações geológicas preexistentes no banco de dados geológicos da empresa. Os parâmetros geotécnicos seguiram os índices recomendados pela ISRM, *International Society of Rock Mechanics*, Anexo I.

Há de se mencionar, ainda, que, conforme mencionado no item 4.4. o mapa geológico de curto prazo da mina de contempla cerca de 14 tipologias geológicas. Durante o mapeamento geológico-geotécnico foram mapeadas 6 tipologias geológicas-geotécnicas: Carbonatito (CAR), Xenólito São (X-S), Xenólito Alterado (X-A), Jacupiranguito Alterado (JAC-A), Jacupiranguito São (JAC-S), além da zona de falha (ZFA).

A principal diferença da quantidade de tipologias geológicas entre a usada pelo modelo geológico da mina e quantidade mapeada neste trabalho consiste na escala de mapeamento utilizada e nos critérios (parâmetros) de classificação. Os critérios de classificação utilizados pelo modelo geológico se baseiam principalmente em dados geoquímicos, ou seja, teores de minério. Os critérios utilizados no levantamento de campo, durante este trabalho, foram os critérios geológicas e geomecânicos, por meio de análises expeditas realizadas com o recurso de martelo de geólogo, estimando os valores da resistência à compressão simples. Para isso foi utilizado a classificação proposta pela ISRM que em função do grau de qualidade da rocha, correlaciona a resistência à compressão simples ( $\sigma_c$ ) e o índice de carga pontual ( $I_{s(50)}$ ) com o comportamento do material face as análises expeditas.

Outra abordagem classificatória foi feita em termos de geologia econômicas. Nesse caso, as litologias mapeadas foram classificadas como minério (carbonatitos), minério em potencial (xenólitos), estéril (zona de falha) e estéril franco (jacupiranguito), conforme sintetizado abaixo:

- i) Carbonatito (CAR) - minério
- ii) Xenólito - minério de potencial
- iii) Jacupiranguito - estéril franco
- iv) Carbonatito de Falha - estéril

### 4.3.2. INTEGRAÇÃO DOS DADOS

As informações obtidas nos levantamentos geológico-geomecânicos foram integradas e após suas análises permitiram determinar as principais classes de maciço rochoso e famílias de descontinuidades presentes na cava, bem como sua distribuição. A tabela 4.1. representa uma síntese dos dados mapeados em campo que culminaram na classificação por unidade tipológica.

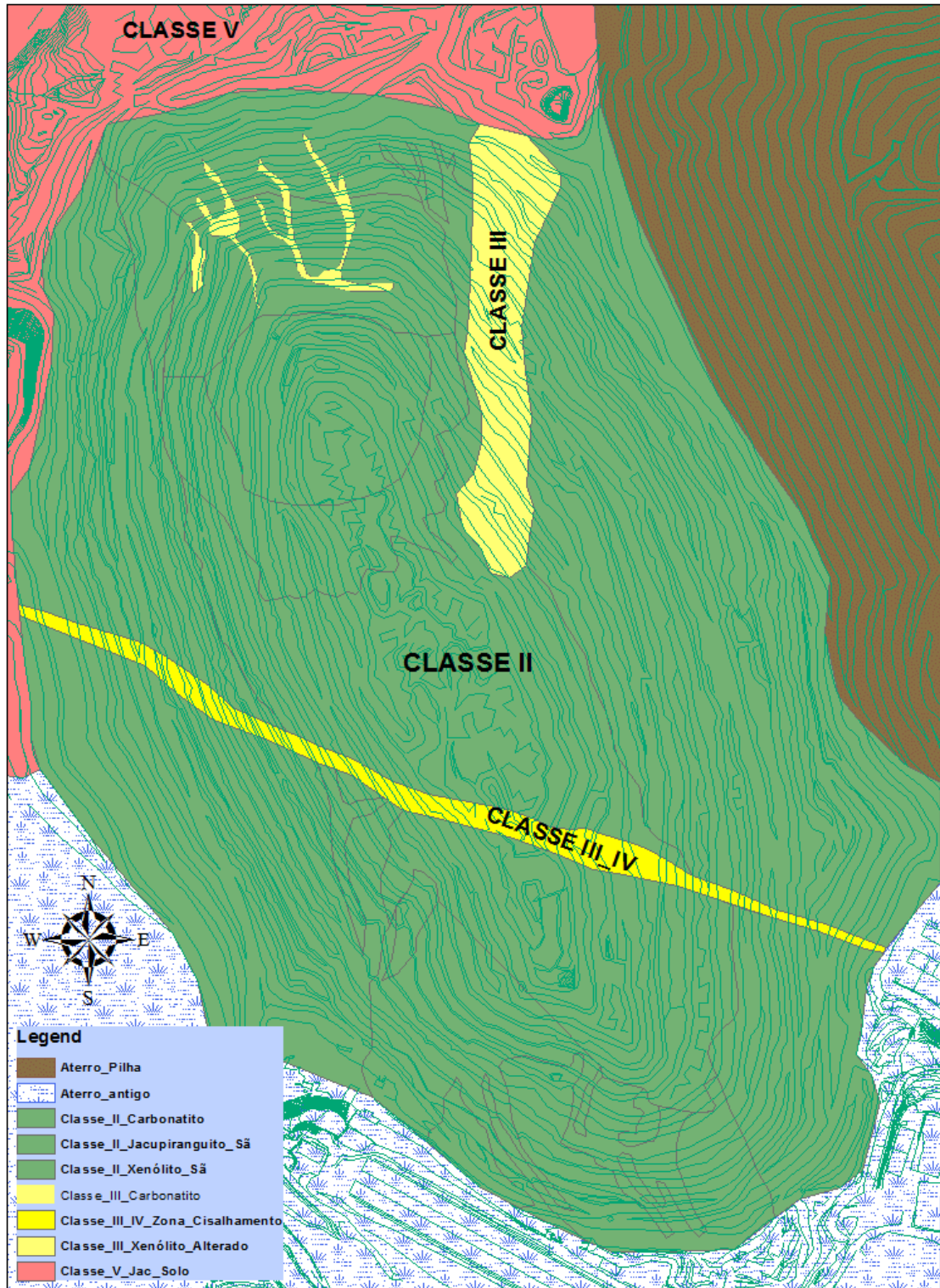
**Tabela 4.1.** Tabela integrada de propriedades geológicas e geotécnicas em função de análises de campo e classificação geomecânica final utilizando a classificação RMR, *Rock Mass Rating*, Bieniawsky.

Tipologia	classificação RMR	descrição	designação	Observação
Carbonatito (CAR)	65	Classe II	rocha boa	
Xenólito São (X-S)	61	Classe II	rocha boa	Apresentam diferença geomecânica devido a composição e grau de fraturamento
Xenólito Alterado (X-A)	59	Classe III	rocha regular	
Jacupiranguito Muito Alterado (JAC-A) / solo	NA	NA	solo	Apresentam diferença geomecânica devido a posição (intemperismo de topo)
Jacupiranguito São (JAC-S)	62	Classe II	rocha boa	
zona de falha (ZFA)	58	Classe III	rocha regular	

### 4.3.3. ZONEAMENTO GEOTÉCNICO OU MAPEAMENTO FINAL DOS MACIÇOS DA MINA

Os valores de classe de maciço obtidos, conforme o item 4.3.2., foram posteriormente lançados em planta topográfica (disponibilizada pela empresa) e possibilitaram a elaboração do mapa geológico-geomecânico para a cava, apresentado de forma simplificada na Figura 4.23.

A proposta desse trabalho agrupa os solos transportados e os horizontes de solo residual maduro, assim como os depósitos de rejeitos e esteréis presentes ao longo da mina na Classe V. Isso se deu devido ao comportamento geomecânico similar desses materiais e devido à escala de trabalho.



**Figura 4.23.** Mapa representativo do maciço rochoso em função da geologia e classes geomecânicas, indicando os aspectos geomecânicos levantados em campo.

As classes de maciço II, III, III-IV, e V ocorrem em toda a mina, mas com diferentes distribuições. Foi possível observar em campo que o Carbonatito São representa a litologia com maior resistência. Adiante, segue uma caracterização de cada uma das classes mencionadas e mapeadas durante as atividades de campo.

II – Maciço Classe II – é a classe que ocorre majoritariamente na área da cava. Apresenta baixo grau de faturamento, resistência de rocha entre R4 (resistentes) a R5 (extremamente resistentes). De maneira geral, encontram-se preservadas da ação intempérica. É constituído por carbonatitos, jacupiranguito são e xenólitos são.



**Figura 4.24.** Frente de lavra indicando as características do maciço submetidos a fogo (atentar meia cana).

III – Maciço Classe III – é a classe que ocorre como camadas ou porções delgadas em meio ao maciço classe II. Essas porções têm orientação espacial controlada pelas principais famílias de fraturas (PZC, R e R'). É caracterizado por rochas resistentes (R4), levemente a moderadamente alteradas. Possui maior faturamento comparado ao maciço classe II, além de piores condições das superfícies de fratura. (Figura 4.25.).





**Figura 4.25.** Frente de lavra indicando as características da região de ocorrência de Xenolitos.

IV– Maciço Classe IV – esse tipo rochoso ocorre preferencialmente ao longo da zona de cisalhamento transcorrente que corta a cava e é controlado pelo plano PZC. É caracterizado por rocha branda (R2), intensamente alterada (w4) e com elevado grau de faturamento. Este relacionado a rochas desenvolvidas em zonas de cisalhamento rúpteis, como farinhas de falha.



**Figura 4.26.** Frente de lavra indicando as características da região de Zona de Cisalhamento.



**Figura 4.27.** Frente de lavra indicando as características da região de Zona de Cisalhamento.

V– Maciço Classe V – ocorre nas cotas mais elevadas da mina e engloba o solo residual maduro, o saprolito e ainda regiões com horizonte de aterros.

Em síntese, os maciços classe II, III, III-IV e V ocorrem na mina com as seguintes distribuições:

- Maciço Classe II – consiste no maciço de maior abundância na cava, estando as demais classes inseridas ou recobrimdo o mesmo. Engloba o carbonatito, o jacupiranguito e a zona de xenólito, enquanto rochas sãs.



- Maciço Classe III – ocorre como porções ou lentes delgadas imersas no maciço classe II e nas bordas do maciço classe IV ao longo da zona de cisalhamento. Ocorre preferencialmente na zona de xenólito, em regiões de alteração mais acentuada, mas também está presente nos carbonatitos.
- Maciço Classe III-IV – ocorre ao longo de toda zona de cisalhamento apresenta-se verticalizado e engloba principalmente o carbonatito e a zona de xenólito;
- Maciço Classe V – está presente nas cotas mais elevadas do terreno na forma de uma camada horizontalizada. Abrange principalmente o jacupiranguito alterado e seu produto, solo.



**Figura 4.28.** Vista semi-panorâmica da cava (atentar para a escala da mina, vide equipamentos no fundo da cava).

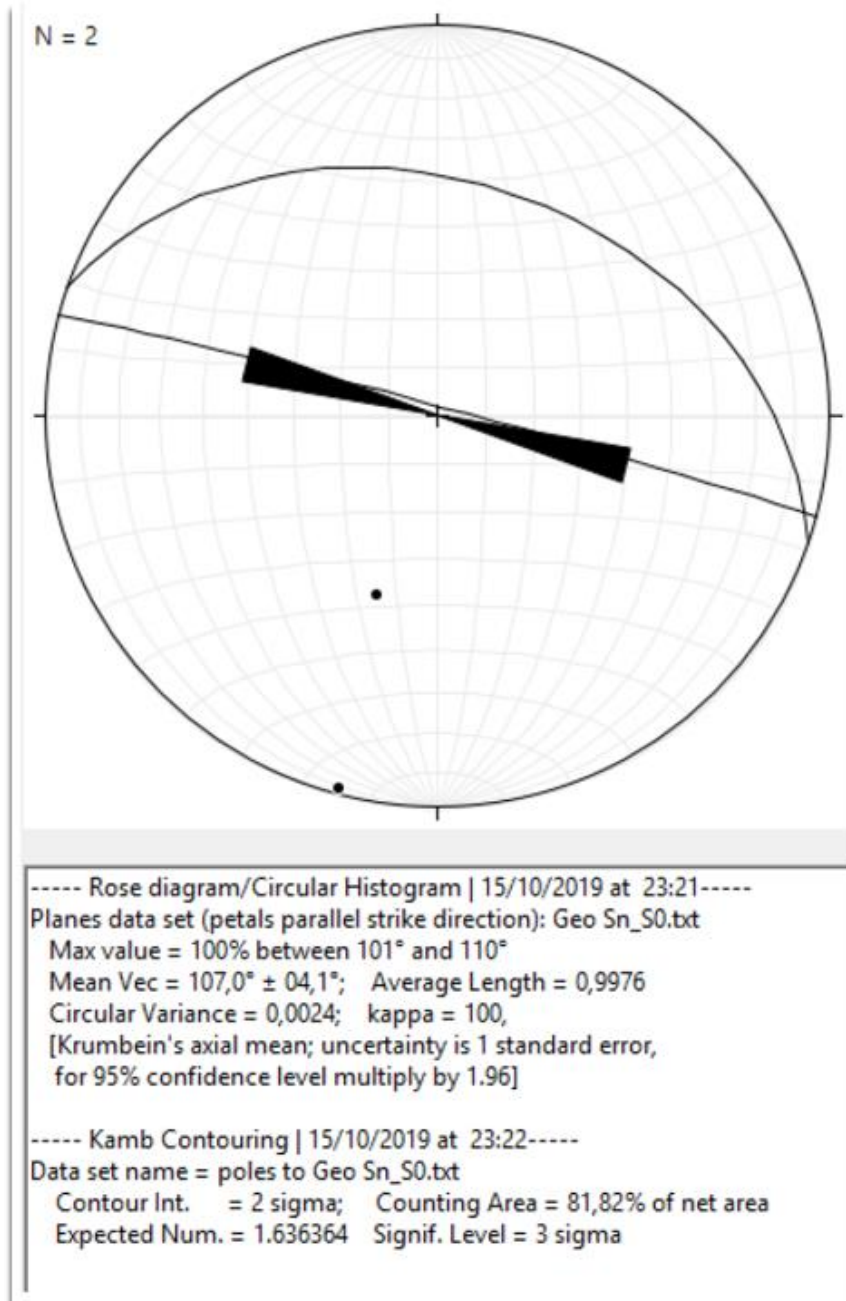


**Figura 4.29.** Frente de lavra indicando maciço com características de maciço Classe V.

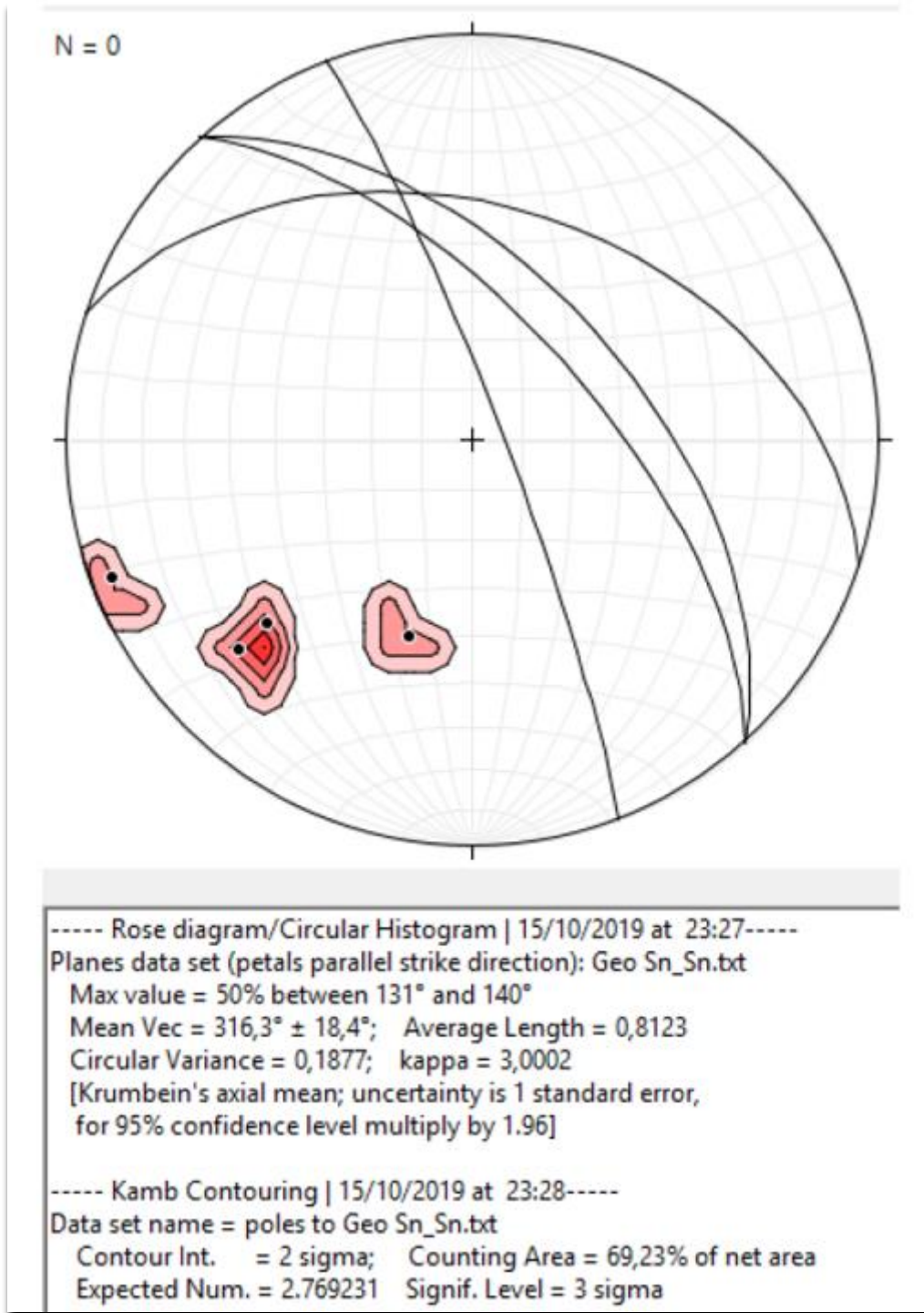
#### **4.4. ANÁLISE ESTRUTURAL**

Os dois principais tipos rochosos aflorantes na Mina são Carbonatito e Jacupiranguito. De maneira geral esses tipos rochosos são caracterizados por uma natureza isotrópica, apresentando descontinuidades estruturais essencialmente rúpteis. O acamamento magmático, por vezes presente, consiste em uma estrutura planar selada, que não configura de fato uma descontinuidade geomecânica relevante, Figuras 4.30, 4.31, 4.32 e 4.33.

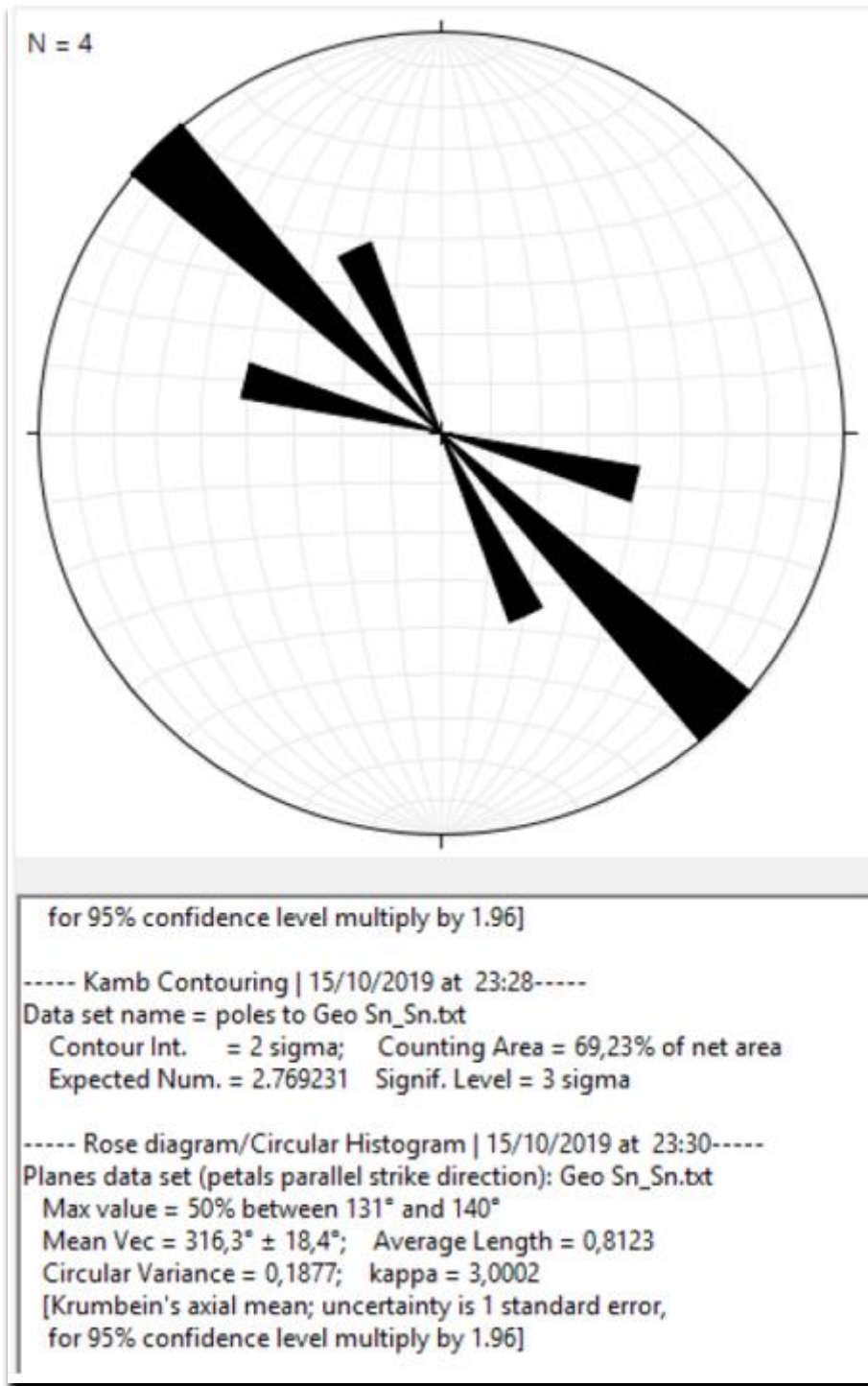




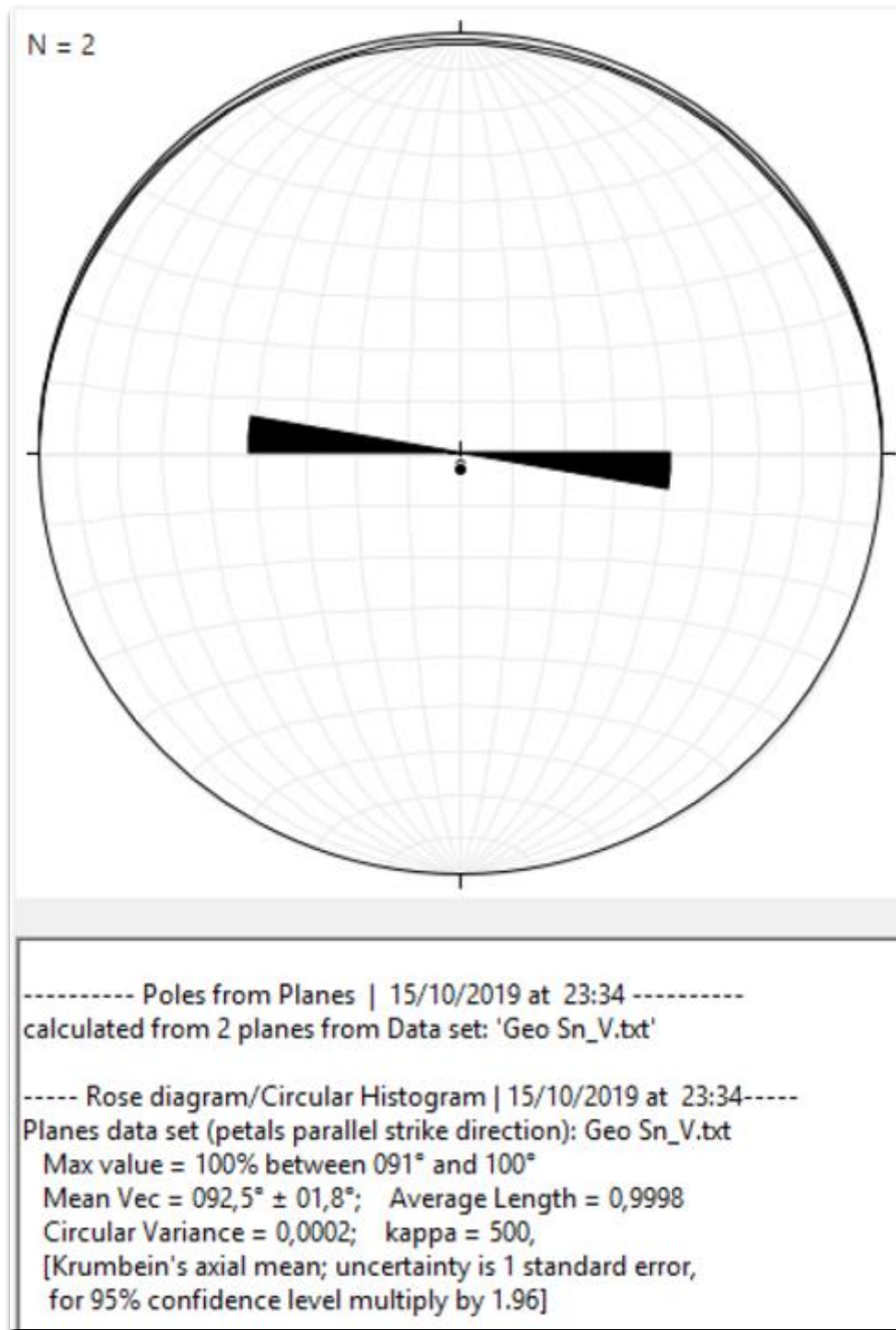
**Figura 4.30.** Representação do acamamento S0 através de projeção estereográfica, polos e diagrama de roseta.



**Figura 4.31.** Projeção estereográfica dos planos de foliação Sn e polos respectivos.

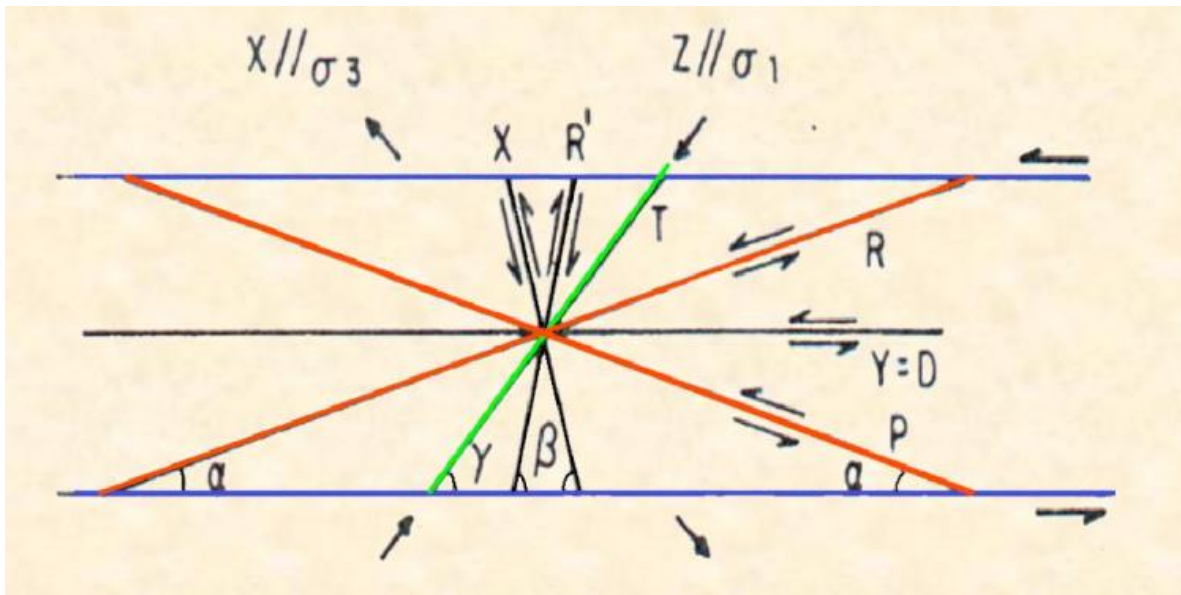


**Figura 4.32.** Diagrama de roseta das foliações Sn.



**Figura 4.33.** Representação dos veios em projeção estereográfica.

A geologia estrutural da Mina é regida por um sistema de cisalhamento padrão de fraturas sintéticas e antitéticas. Nesse sistema, são desenvolvidas duas famílias de fraturas principais, R- sintética e R'- antitética, a partir de uma zona de cisalhamento transcorrente, Figura 4.32.



**Figura 4.32.** Sistema de cisalhamento característico da mina.

As análises dos dados estruturais utilizando estereograma corroboram para a utilização do modelo de fraturas conjugadas para a mina. Os dados utilizados na confecção do estereograma foram as atitudes das discontinuidades (fraturas) coletadas durante trabalho de campo e por dados disponibilizados pelo corpo técnico da empresa. As análises estruturais foram realizadas a partir de projeções estereográficas no hemisfério inferior, em projeção estereográfica Schmidt Lambert (Equi-área) produzidas pelo auxílio do software StereoNET versão 9.2.3. Foi utilizado também o software WinTensor, onde a técnica Right Dihedron foi aplicada para o posicionamento dos campos de tensão  $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$  e  $\sigma_3$  locais e confecção do círculo de Mohr para auxiliar no entendimento dos mecanismos de ruptura.

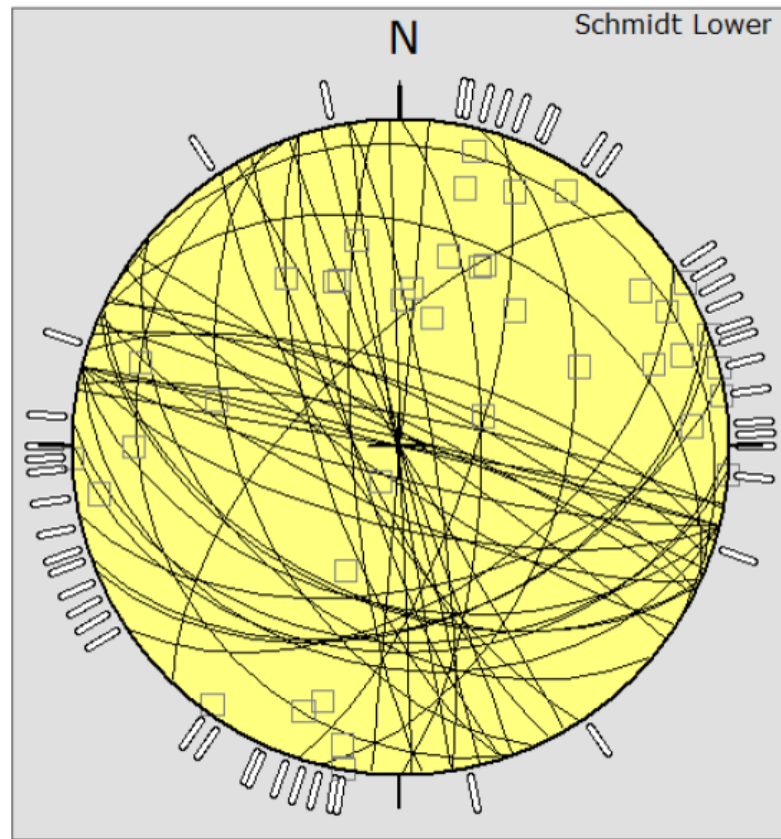
Foram identificadas três famílias de fraturas que podem ser individualizadas em função de sua variação angular em relação ao plano de cisalhamento transcorrente (figura 4.33). As características dessas famílias de fraturas podem ser observadas abaixo:

- Família de Fraturas da Zona de Cisalhamento (FFZC) – Consiste na família de fratura que se desenvolve paralela ao plano de cisalhamento. É verticalizada e possui variações angulares de direção principal entre  $270^\circ$  -  $300^\circ$  (N90W – N60W). Possuem ângulos de mergulho, de maneira geral, superiores a  $70^\circ$ .
- FR – Consiste na família de fratura que se desenvolve com ângulos normalmente inferiores a  $25^\circ$  da família FFZC. É sub-verticalizada e possui



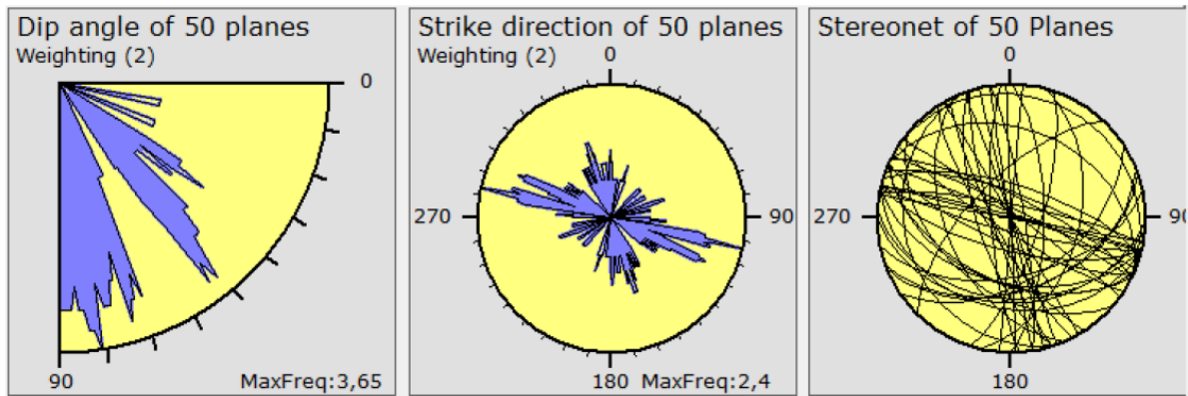
variações angulares de direção de mergulho entre  $300^{\circ}$  -  $330^{\circ}$  (N30W – N60W). Possuem ângulos de mergulho próximos a  $85^{\circ}$ .

- FL – Consiste na família de fratura que se desenvolve com ângulos em torno de  $65^{\circ}$  com a família FFZC. É verticalizada e possui variações angulares de direção de mergulho entre  $60^{\circ}$ - $110^{\circ}$  e  $240^{\circ}$ - $280^{\circ}$ . Pode ser definida pelo plano de máxima densidade 79/87. (N30W – N20E). Possuem ângulos de mergulho próximos a  $90^{\circ}$ .



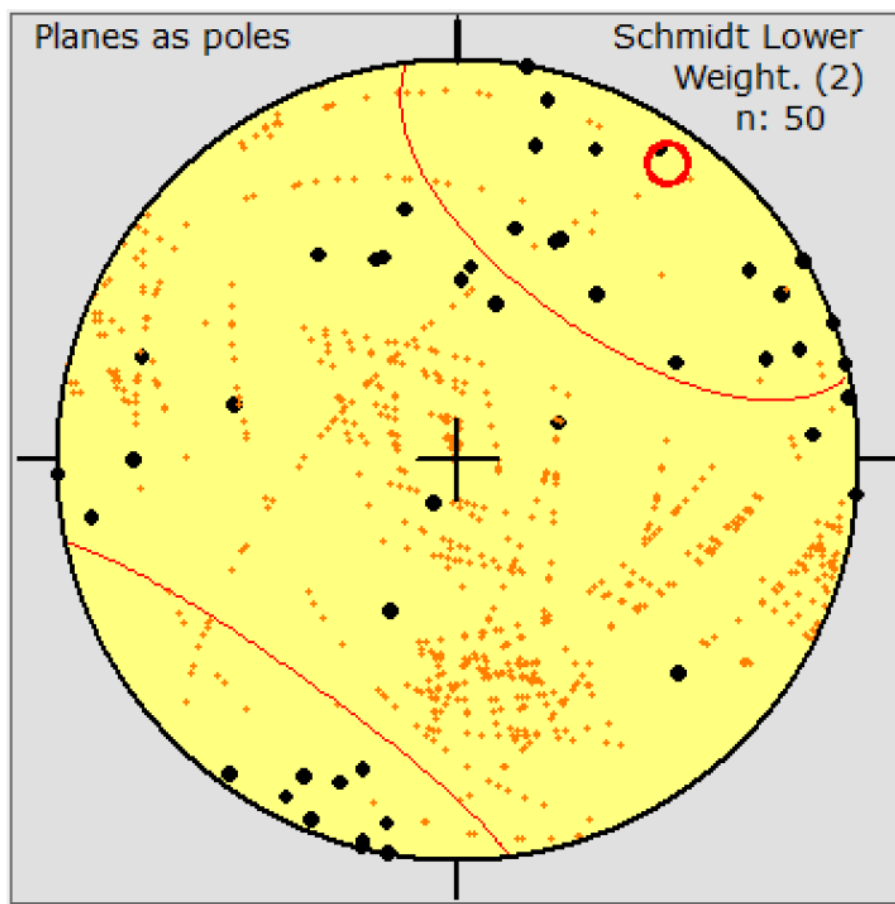
**Figura 4.33.** Estereograma confeccionado para as atitudes das fraturas, mostrando os três principais planos de fraturamento.





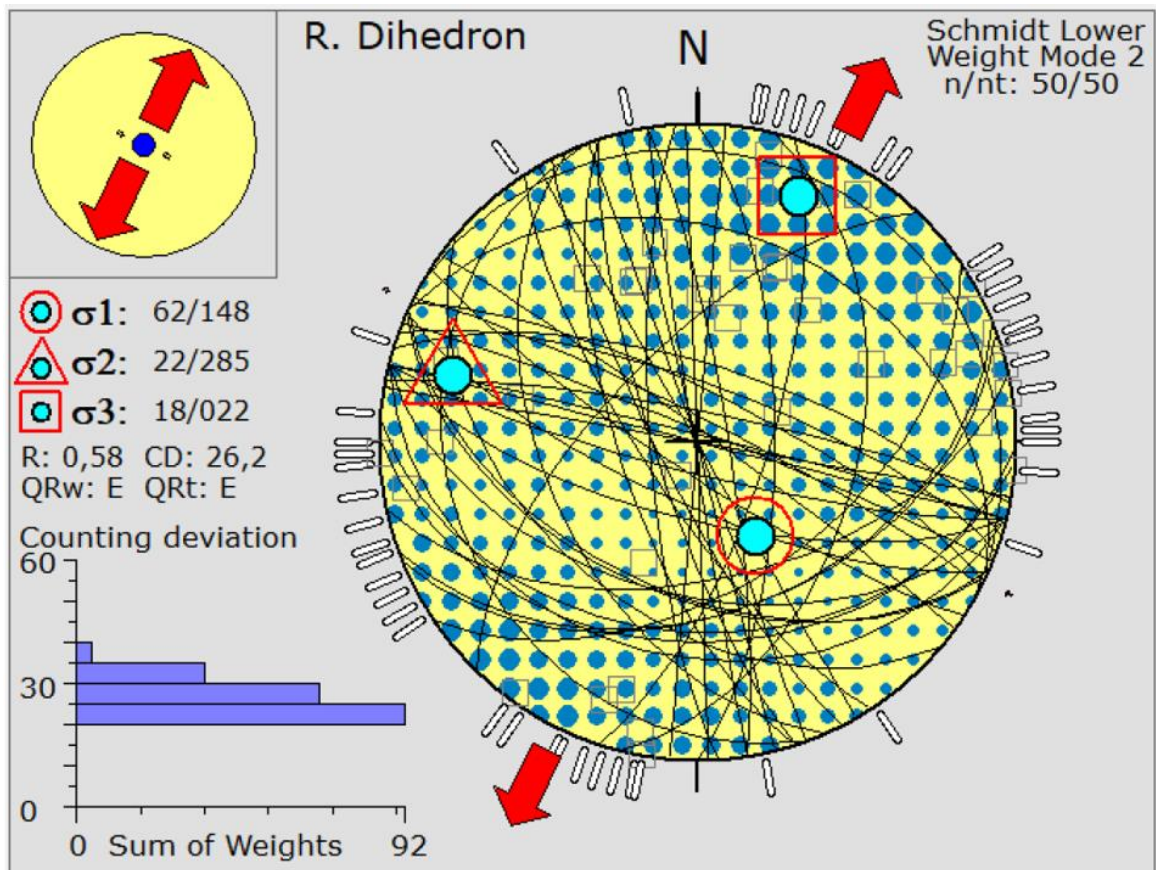
**Figura 4.34.** Estereograma confeccionado para todas as atitudes de fraturas com ângulos de mergulho superiores a  $60^\circ$ .

O estereograma apresentado na Figura 4.34 apresenta os planos de máxima densidade definidos para as famílias de fratura FFZC, FR e FL, e a Figura 4.35 apresenta os respectivos polos. Nele é possível observar a mesma relação angular entre a família FFZC com as famílias FR e FL, de aproximadamente  $25^\circ$  e  $65^\circ$ . Estes valores são condizentes com as relações angulares propostas pelo modelo de Riedel e reforçam que o modelo estrutural global da cava seja governado por este sistema. Ainda, indica uma natureza dextral para a zona de cisalhamento transcorrente.



**Figura 4.35.** Representação dos planos de faturamento como polos.

A análise dos dados estruturais possibilitou ainda o posicionamento dos tensores principais com base nas medidas das descontinuidades, Figura 4.36. Vale ressaltar que a ausência de indicadores cinemáticos como linhas, reduzem a confiabilidade do método Right Dihedron.



**Figura 4.36.** Posicionamento dos tensores principais, com base nas medidas de fraturas.

A análise para cálculo de estabilidade se baseou no método de otimização F5, Figuras 4.37, 4.38 e 4.39.

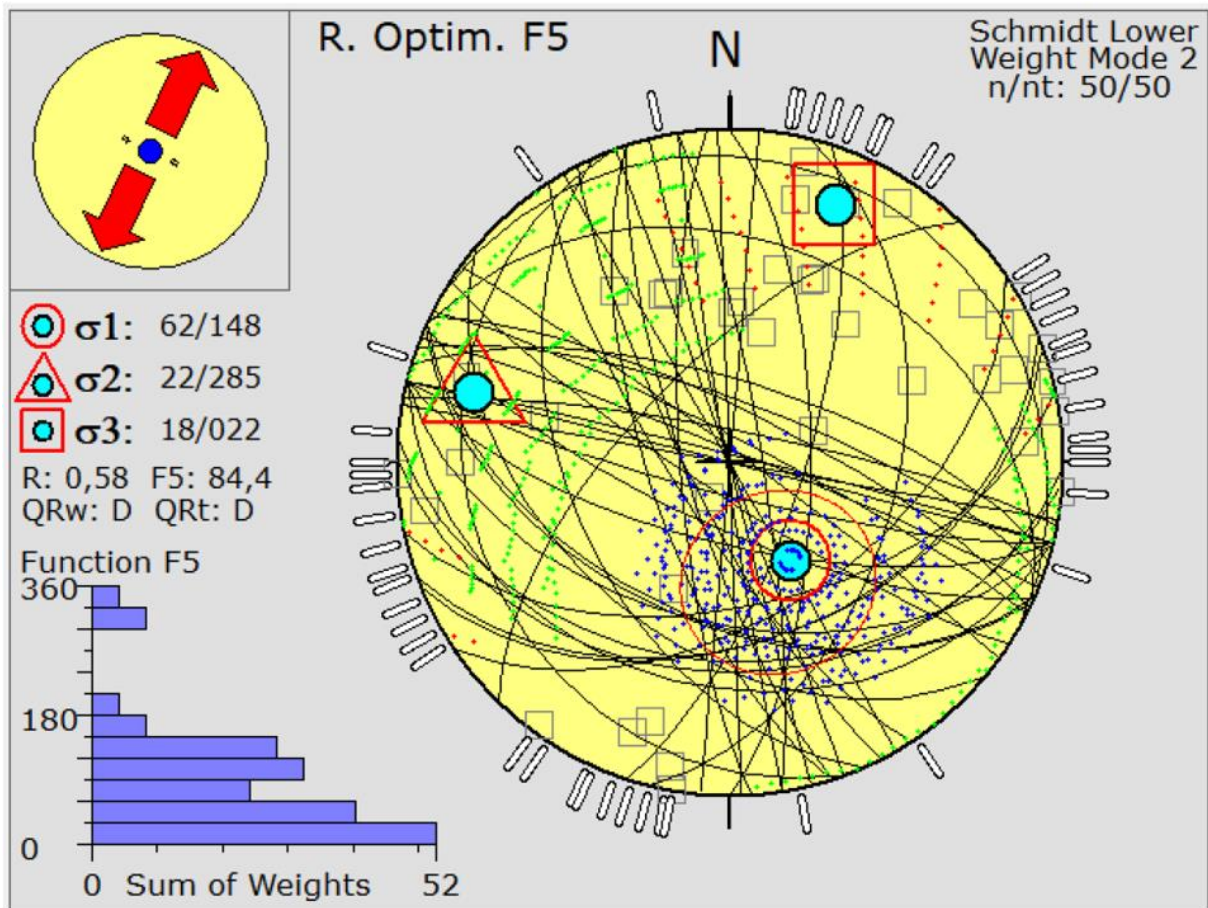
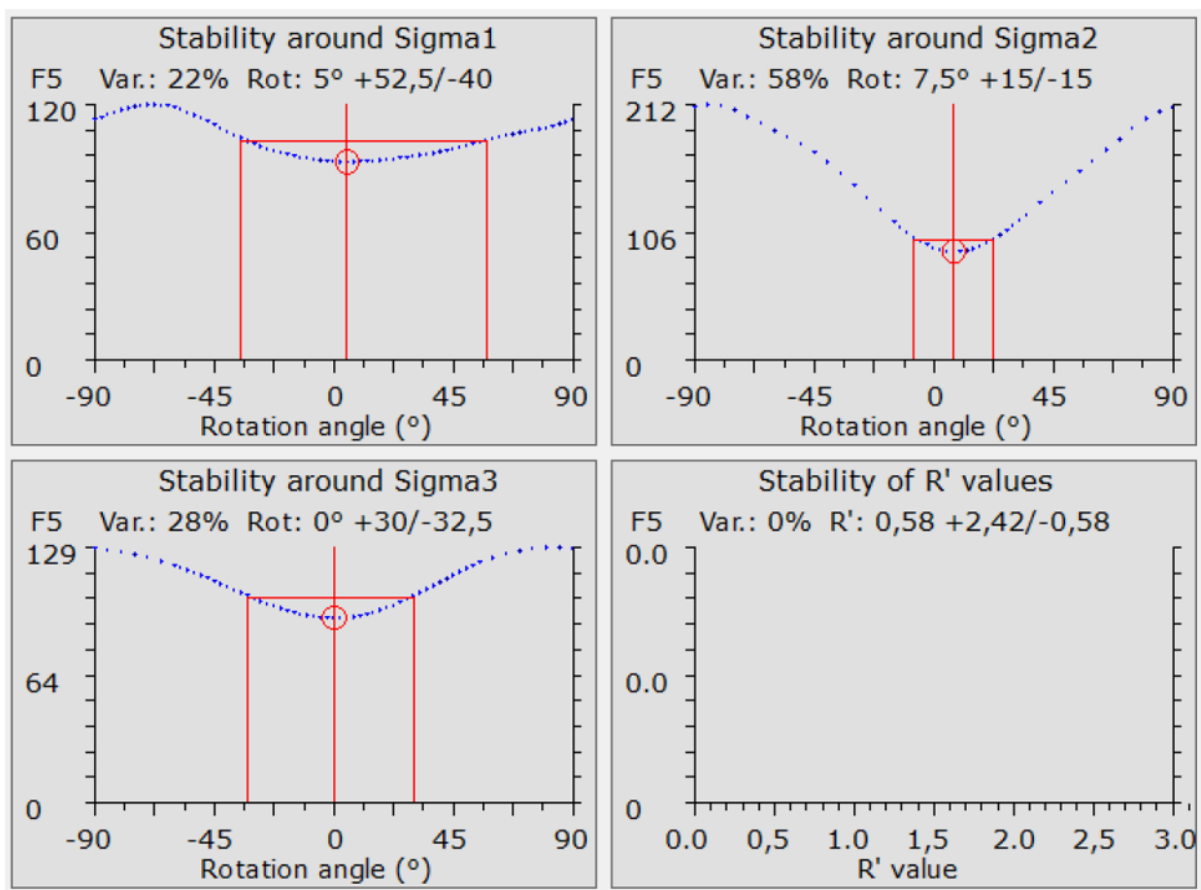
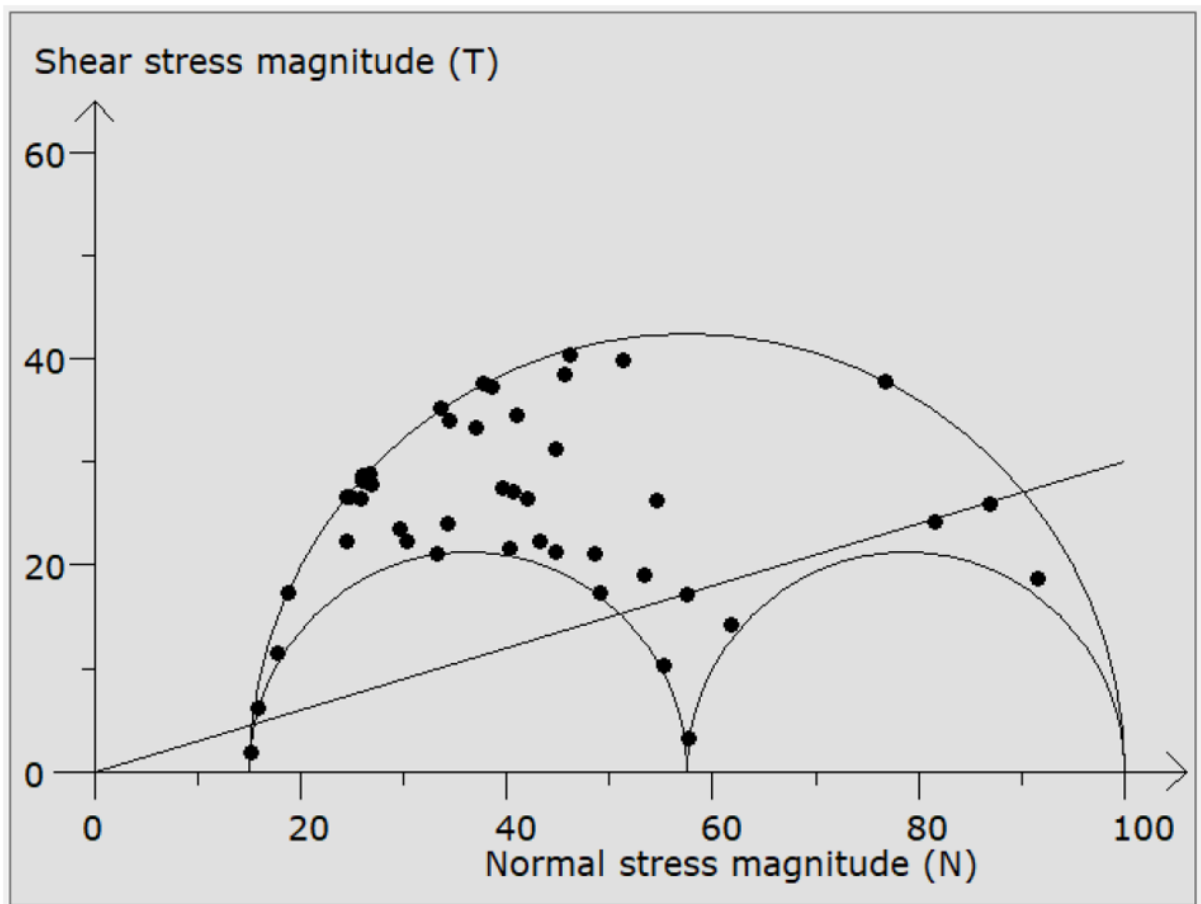


Figura 4.37. Método de otimização F5 (software Win Tensor).



**Figura 4.38.** Gráficos de estabilidade com base no Método de otimização F5.



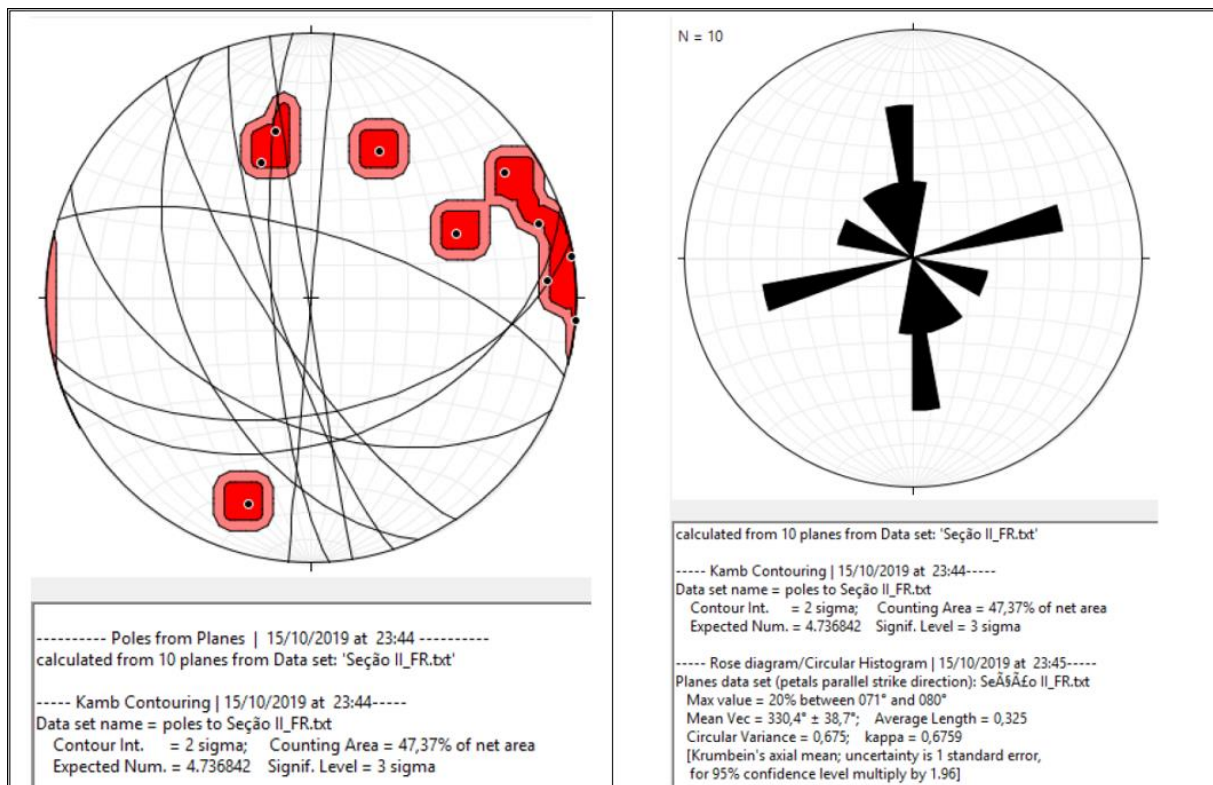
**Figura 4.39.** Círculo de Mohr.

Ressalta-se que as famílias de fratura possuem significativas variações angulares e distribuição quando analisamos os diferentes segmentos da cava, ou seja, na análise de cada seção estudada. Ressalta-se, ainda, que essas conclusões já haviam sido observadas em trabalhos anteriores.

#### Seção II – Análise estrutural

A Figura 4.40 apresenta a análise estrutural dos principais planos de fraturas presentes na região da Seção II.

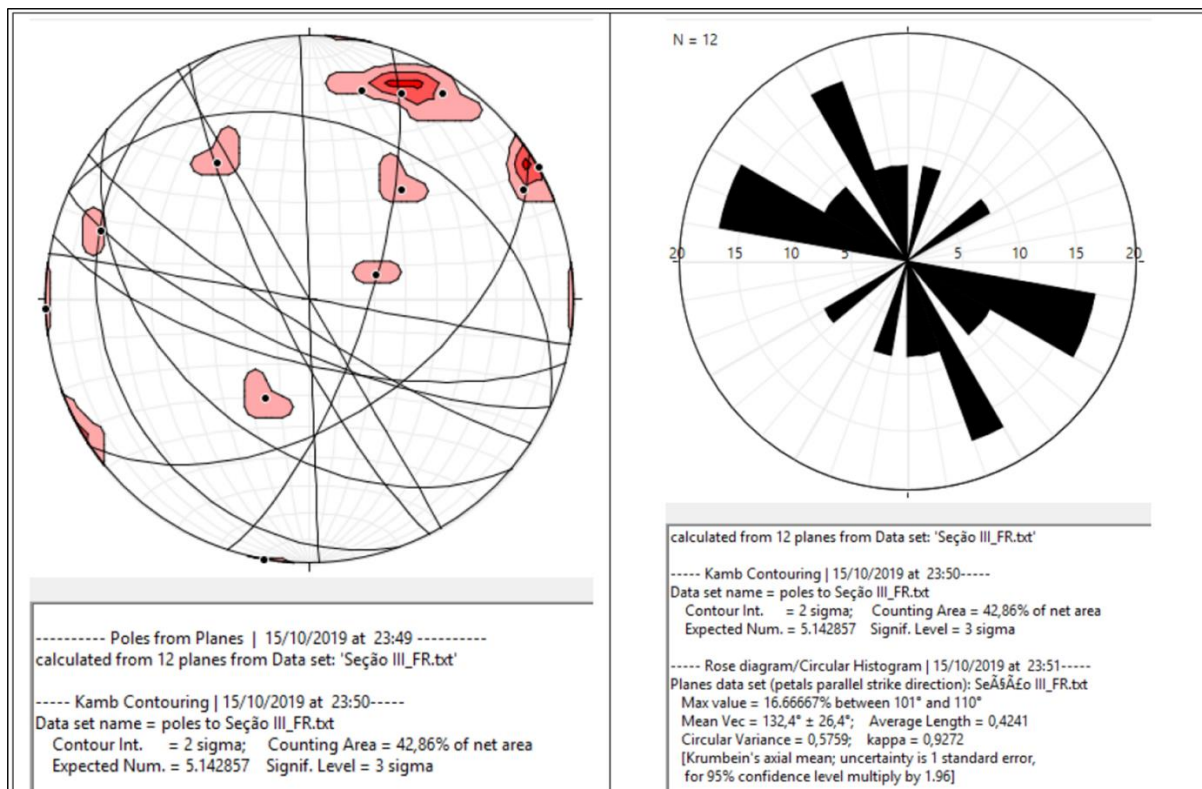




**Figura 4.40.** Projção esterográfica dos planos de fraturamento e seus respectivos polos. Digrama de roseta dos planos de fraturamento.

### Seção III – Análise estrutural

A Figura 4.41 apresenta a análise estrutural dos principais planos de fraturas presentes na região da Seção III.

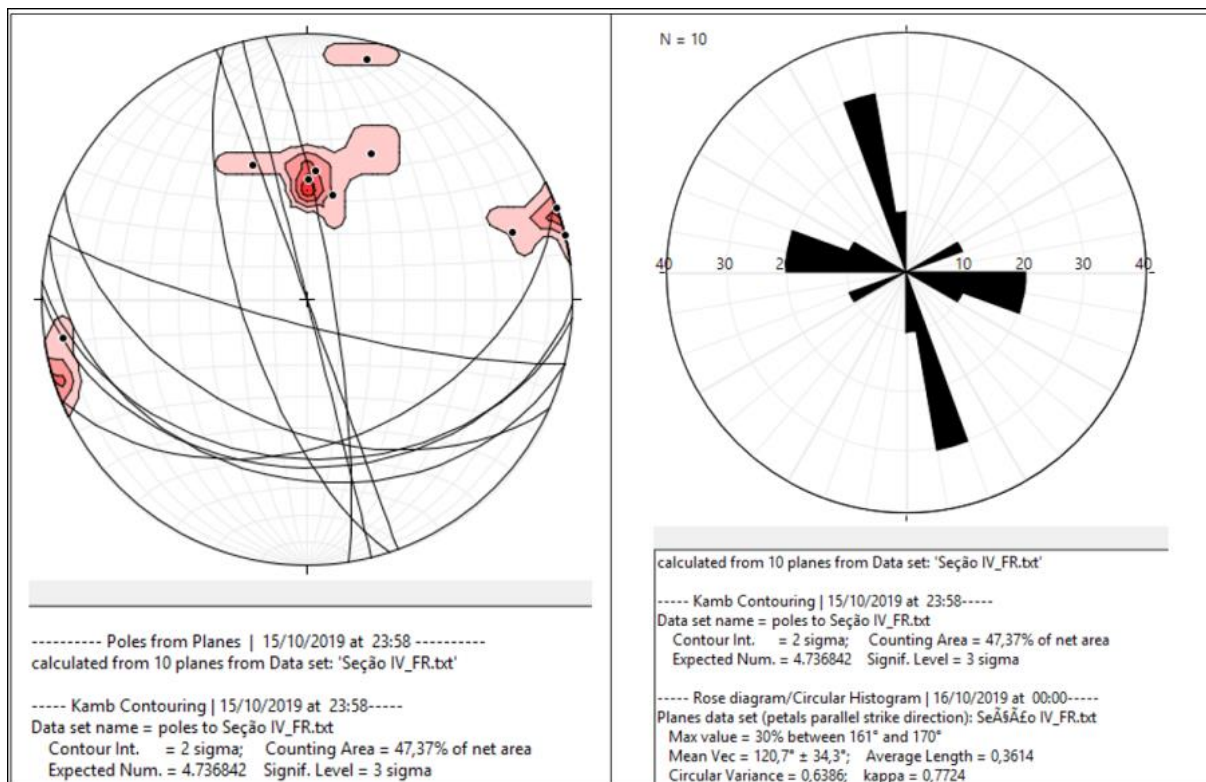


**Figura 4.41.** Projeção esterográfica dos planos de fraturamento e seus respectivos polos. Digrama de roseta dos planos de fraturamento.

#### Seção IV– Análise estrutural

A Figura 4.42 apresenta a análise estrutural dos principais planos de fraturas presentens na região da Seção IV.

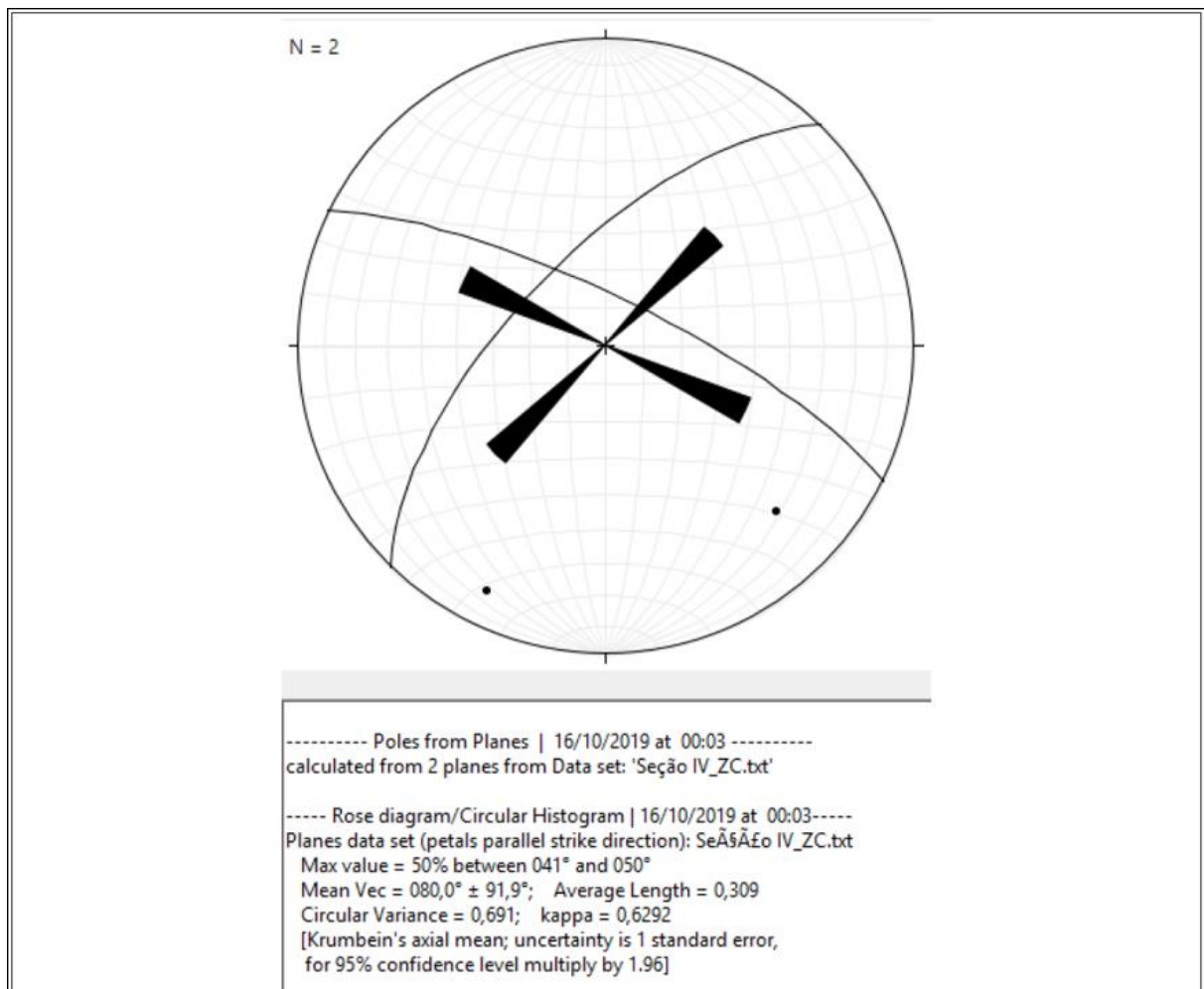




**Figura 4.42.** Projção esterográfica dos planos de fraturamento e seus respectivos polos. Digrama de roseta dos planos de fraturamento.

#### Seções V e VI– Análise estrutural

A Figura 4.43 apresenta a análise estrutural dos principais planos de fraturas presentens na região da Seção IV.



**Figura 4.43.** Projeção esterográfica dos planos de fraturamento e seus respectivos polos. Digrama de roseta dos planos de fraturamento.

## **5. CONCLUSÕES E SUGESTÕES PARA PESQUISAS FUTURAS**

O presente trabalho se propôs a investigar experimentalmente a caracterização geomecânica e classificações RMR (Bieniawsky) de Maciços Rochosos em Taludes da Mina a Céu Aberto. A seguir serão apresentadas as principais conclusões referentes ao estudo.

De forma geral a pesquisa atingiu os objetivos traçados durante seu planejamento. O primeiro passo foi o levantamento bibliográfico acerca do contexto geológico ao qual está inserido a mina. O segundo passo foi uma vasta revisão bibliográfica acerca da mecânica de rochas e dos sistemas de classificação geomecânica. Adicionalmente executou-se o trabalho de campo para levantamento dos dados geológicos e estruturais peculiares à geologia e contexto da mina. Seguindo o passo a passo, executou-se a organização dos dados levantados em campo e posteriormente comparando-os com os dados já existentes. O cálculo dos parâmetros geotécnicos para o sistema de Classificação Geomecânica de Bieniawski proporcionaram a classificação geomecânica da mina em função da parametrização dos mesmos com os dados de geologia obtidos. Utilizou-se do mapa litológico confeccionado para subsidiar o mapa tipológico com as classes do maciço.

Por fim, simularam-se os dados estruturais obtidos em campo para apresentar o controle estrutural principal da mina a fim de observar uma tendência dos controles geotécnicos naturais.

### **5.1. CONCLUSÕES**

Pensando em termos de análise geomecânica como ferramenta de subsidio para o estudo das condições geotécnicas que controlam a estabilidade da mina, a pesquisa permitiu alcançar as seguintes conclusões:

- A geologia da mina é constituída de maciços rochosos formados por 3 litologias principais, Carbonatito, Jacupiranguito e Xenólitos, nas áreas estudadas.
- Do ponto de vista geotécnico os tipos de rochas presentes nas áreas da mina visitadas durante este trabalho podem ainda ser incluídos nas seguintes classes tipológicas: Carbonatito Sa, Jacupiranguito Sa, Jacupiranguito alterado, Xenólito Sã, Xenólito alterado e material de Zona de Cisalhamento.
- A análise dos dados geológicos (litologias geológicas) comparadas aos dados geotécnicos proporcionaram a confecção do mapa geológico-geotécnico das regiões mapeadas;

- Os dados estruturais mapeados em campo corroboraram para a realização da classificação geomecânica segundo o sistema de classificação geomecânica de Bieniawski.
- A classificação geomecânica apontou para existência de 4 classes principais nas regiões da cava que foram visitadas: classe II, classe III e classe III-IV, e classe V;
- A classe II é a classe predominante nas regiões visitadas da cava da mina;

## **5.2. SUGESTÕES PARA FUTURAS PESQUISAS**

Como forma de aprimorar os estudos geomecânicos da mina são apresentadas sugestões para pesquisas futuras:

- Realizar a caracterização geotécnica em cada tipologia de minério para verificar a presença ou não de maior variabilidade geotécnica.
- Validar a caracterização geotécnica com os dados de geologia.
- Realizar análises de estabilidade em seções estratégicas predefinidas em função deste trabalho.
- Realizar análises de estabilidade por tipologia.

Uma das principais propriedades ou fatores de interferência da estabilidade dos taludes da mina que devem ser considerados são as correlatas com a perfuração a fogo e ao desenvolvimento da mina. Por este motivo, recomenda-se fazer a retroanálise de dados pre-fogo/pos-fogo, pre-lavra/pos-lavra.

## REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ABAD, J., CELADA, B., CHACÓN, E., GUTIERREZ, V., HIDALGO, E. (1983). Application of geomechanical classification to predict the convergence of coal mines galleries and to design their supports. In: Proc. 5th int. Congress on Rock Mechanics. ISRM. Melbourne, 15-19.
- ABRÃO, P. C & OLIVEIRA, S. L. (1998). Geologia de Engenharia: Mineração. ABGE - Associação Brasileira de Geologia de Engenharia, São Paulo, 1 vol, 586 p.
- AKSOY, C. O. (2008). Review of rock mass rating classification: Historical developments, applications and restrictions. *Journal of Mining Science*, vol. 44(1): 51-63.
- ALMEIDA F.F.M. (1983). Relações tectônicas das Rochas Alcalinas Mesozóicas da Região Meridional da Plataforma Sul-Americana. *Revista Brasileira de Geociências*, 13(3): 139-158.
- ASSIS, A. P. (2003). Mecânica das Rochas. Publicação G.AP-AA001/03, Departamento de Engenharia Civil e Ambiental, Universidade de Brasília, Brasília, DF.
- AZEVEDO, I. C. D. & MARQUES, E. A. G. (2002). “Introdução à Mecânica das Rochas”. Universidade Federal de Viçosa, Viçosa, MG.
- BARTON, N. (1999). TBM performance estimation in rock using  $Q$  tbn. *Tunn Tunn Int* 31:30–33
- BARTON, N., LIEN, R. & LUNDE, J. (1974). Engineering Classification of Rock Masses for Design of Tunnel Support. *Rock Mechanics*, 6: 189-236.
- BARTON N., LIEN R. & LUNDE J. (1974): Engineering classification of rock masses for the design of rock support. *Rock Mechanics*, 6(4): 189-236.
- BECCALUVA, L.; BIANCHINI, G.; NATALI, C. & SIENA, F. (2017). The alkaline-carbonatite complex of Jacupiranga (Brazil): Magma genesis and mode of emplacement. *Gondwana Research*, 44(1): 157-177.
- BIENIAWSKI, Z. T. (1973). Engineering Classification Rock Masses. *The Civil Engineer in South Africa*, 15(12): 35-343.
- BIENIAWSKI, Z. T. (1976). Rock Mass Classification in Rock Engineering”. *Exploration for Rock Engineering*, Johannesburg, 1:97-106.
- BIENIAWSKI, Z.T. (1989). Engineering Rock Mass Classification: A Complete Manual for Engineers and Geologists in Mining, Civil and Petroleum Engineering. John Wiley & Sons, New York, USA, 271 p.
- BIONDI, J. C. (2005). Brazilian mineral deposits associated with alkaline and alkaline-carbonatite complexes. Mesozoic to Cenozoic alkaline magmatism in the Brazilian

- Platform. P. Comin-Chiaramonti, C.B. Gomes(eds), EDUSP/FAPESP, São Paulo, Brazil, pp. 707-750.
- BISHOP, A.P. (1967). Progressive Failure with special reference to the mechanism causing – Panel Discussion Geotechnical Conference. Oslo, Norway, 2: 142-150.
- BOARD, M., CHACON, E., VARONA, P., & LORIG, L. (1996). Comparative analysis of toppling behavior at Chuquicamata open-pit mine, Chile, Trans. Inst. Min. Metall. (Section A: Min. Industry), 105: A1–A21
- BRADY, B. H. G. & BROWN, E.T. (1994). Rock Mechanics for Underground Mining. Chapman & Hall, London, UK, 571 p.
- BRADY, B. H. G. & BROWN, E. T. (1985). Rock mechanics for underground mining, Springer, London, UK, 527 p.
- CALL, R. D., CICCHINI, P.F., RYAN, T.M. & BARKLEY, R.C. (2000). Managing and Analyzing overall pit slopes. Slope Stability in Surface Mining, W.A. Hustrulid, M.K. McCarter & D.J.A. Van Dyl (eds.), Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc, Littleton, Colorado, United States, pp. 39-46.
- CHEN, Z. (1995) Recent developments in slope stability analysis. Proceedings of the 8th International Congress of Rock Mechanic. Tokyo, Japan, 3: 1041-1048.
- CHMYZ, L. (2017). Geocronologia e petrogênese do complexo ultramáfico alcalino carbonatítico de Jacupiranga (SP). Tese de doutorado, Universidade Federal do Paraná, Curitiba, Brasil, 195p.
- CORNFORTH, D. H. (2005). Landslides in Practice, John Wiley and Sons, Hoboken, New Jersey, 1 vol, 596 p.
- CUMMINGS, R. A., KENDORSKI, F. S. & BIENIAWSKI, Z. T. (1982). Caving rock mass classification and support estimation. U.S. Bureau of Mines Contract Report. Chicago: Engineers International Inc., 1 vol., 197 p.
- DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL (DNPM). (2009). Fosfato. Departamento Nacional de produção Mineral, Brasília, Brasil, Economia Mineral Brasileira: Fosfato, 546-568p.
- DEERE, D.U. (1963), Technical Description of Rock Cores for Engineer-purposes, Rock Mechanics and Engineering Geology. 1(1): 16-22.
- DEERE, D.U., HENDRON, A.J., PATTON, F.D. & CORDING, E.J. (1967). Design of surface and near surface construction in rock. In Failure and breakage of rock, proc. 8th U.S. symp. rock mech., (ed. C. Fairhurst), New York, EUA, 237-302
- DODD, J. S. & ANDERSON, H.W. (1971). Tectonic Stresses and Rock Slope Stability. Proc. 13th Symposium of Rock Mechanics, Illinois, USA, pp. 171-182.

- FOOKES P. G, LEE E. M & GRIFFITHS J.S. D. (2007). Engineering geomorphology: theory and practice. Whittles, Dunbeath, Scotland, UK, 1 vol., 288p.
- GERSCOVICH, D. (2012). Estabilidade de Taludes. Oficina de Textos, São Paulo, Brasil, 1 vol., 166p.
- GALERA, M. J., ALVAREZ, M., BIENAWSKI, Z. T., (2005). Proceed. International Symposium 50 years of Pressure meter, ISP5 - PRESSIO 2005, 2005, Paris. Proceedings of Proceed. International Symposium 50 years of Pressure meter, ISP5 - PRESSIO 2005, p. 1-16
- GOODMAN, R. E. & BRAY. J.W. (1976) Toppling of Rock Slopes. Proceedings of the Specialty Conference on Rock Engineering for Foundations and Slopes, 2, 201-234.
- GOODMAN, R. E. & SHI, G.H. (1985). Block Theory and its Application to Rock Engineering, Prentice-Hall, Englewood Cliffs, NJ, 585 p.
- GUIDICINI, G. & NIEBLE, C. M. (1984). Estabilidade de taludes naturais e de Escavação. Blücher, São Paulo, Brasil, 1 vol., 194p.
- HERGET, G. (1988). Stresses in rock. Rotterdam, The Netherlands: A.A. Balkema, 1 vol., 179p.
- HOBBS, B. E., MEANS, W.D. & WILLIAMS, P.F. (1976). An outline of structural geology. John. Wiley & Sons, Inc., New. Jersey, EUA. 571 p
- HOEK, E. & BRAY J.W. (1981). Rock Slope Engineering, The Institution of Mining & Metallurgy, London, UK, 1 vol., 358 p.
- HOEK E. & MARINOS P. (2000). Predicting tunnel squeezing problems in weak heterogeneous rock masses. Tunnels and Tunneling International, 32 (11): 45-51
- HOEK, E., KAISER, P.K., BAWDEN, W.F. (1995). Support of Underground excavations in and Rock. Balkema, 215p.
- HUDSON, J. A. & HARRISON, J. P. (1997). Engineering rock Mechanics: An introduction to the principles. Pergamon (Elsevier Science), 1 vol., 444 p.
- INSTITUTO BRASILEIRO DE MINERAÇÃO. (2015). Informações e Análises da economia mineral brasileira. Brasília, DF, 25p.
- INTERNATIONAL SOCIETY FOR ROCK MECHANICS (ISRM). (1971). Commission on "Definition of the most promising lines of research" Final report. Int. Soc. Rock Mech., secretary, Lisbon.
- INTERNATIONAL SOCIETY FOR ROCK MECHANICS (ISRM). (1978) Suggested Methods for the Quantitative Description of Discontinuities in Rock Masses. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, 15: 319-368.



- INTERNATIONAL SOCIETY FOR ROCK MECHANICS (ISRM). (1981) Basic geotechnical description of rock masses. Int. Society of Rock Mechanics, Commission on the Classification of Rocks and Rock Masses. Int. J. Rock Mechanics Min. Sci. Geomech. Abstr., 18, 85-110.
- IRIGARAY, F.J.S.C., MARCO-MANCEBORN, V. & PEREZ-MORENO, I. (2003) The entomopathogenic fungus *Beauveria bassiana* and its compatibility with triflumuron: effects on the twospotted spider mite *Tetranychus urticae*. *Biological Control*, 26: 168–173.
- KAISER, P.K., MACKAY, C., GALE, A. D. (1986). Evaluation of rock classifications at B.C. Rail Tumbler Ridge Tunnels. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. New York, 19: 205-234.
- KENDORSKI, F., CUMMINGS, R., BIENIAWSKI, Z.T. AND SKINNER, E. (1983). Rock mass classification for block caving mine drift support. *International Congress on Rock Mechanics*, Melbourne, 51-63.
- KUSZNIR, N.J. & PARK, R.G. (1987). The extensional strength of the continental lithosphere: its dependence on geothermal gradient, crustal composition and thickness. *Geological Society*, 28(26): 35-52
- LAUBSCHER, D. H. (1977). Geomechanics classification of jointed rock masses - mining applications. *Transactions of the American Institute of Mining Engineers*, 86: 1-8.
- LAUBSCHER, D. H. (1984). Design aspects and effectiveness of support systems in different mining conditions. *Transactions of the American Institute of Mining Engineers*, 93: 70 - 82.
- LAUBSCHER, D. M. & PAGE, C. H. (1990). The design of rock support in high stress or weak rock environments. *proceedings of 92nd Canadian Institute Mining and Metallurgy*, Paper # 91
- LAUBSCHER, D. H. & TAYLOR, H.W. (1976). The importance of geomechanics classification of jointed rock masses in mining operations. *Exploration for rock engineering*, 1: 119-128.
- LAUFFER, H. (1958). Gebirgsklassifizierung für den Stollenbau. *Geol. Bauwesen* 24(1):46-51,
- LIDA, A., TAYAMA, KUMAI, T. TAKAMURA, C. & NISHIKAWA, T. (1970). Studies on the nutritive value of petroleum yeast in carp and rainbow trout feeding. *Suisan Zoshoku* 18: 35-43
- MARTIN, R. (1998). ISO 14001 Guidance Manual National Center for Environmental Decision-Making Research NCEDR, University of Tennessee.
- MORENO TALLON E. (1980). Aplicación de las Clasificaciones Geomecánicas a los Túneles de Pajares. II Curso de Sostenimientos Activos en Galerías y Túneles. Fundación

Gomez-Parto, Madrid.

NICHOL, S., HUNGR, O., EVANS, S. (2002). Large-scale brittle and ductile toppling of rock slopes. *Can. Geotech. J.* 39: 773–788.

OBERT, L. & DUVALL, W. (1967). *Rock Mechanics and the Design of Structures in Rock*. John Wiley & Sons, New Jersey, EUA, 1 vol. 650 p.

ORR, C. M., SWINDELL, C. F. & WINDSOR, C. R. (1991). Open pit toppling failures: examples vs. analysis. In: Beer, Booker, and Carter (ed.), *Computer methods and advances in geomechanics*, Balkema, Rotterdam, 469-474.

PALMSTRÖM, A. & SINGH, R. (2001). The Deformation Modulus of Rock Masses Comparisons Between in situ Tests and Indirect Estimates. *Tunneling and Underground Space Technology*, 16: 115-131.

PANTELIDIS, L. (2010). An alternative rock mass classification system for rock slopes *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 69 (1): 29-39.

PRITCHARD, M.A. & SAVIGNY, K.W. (1990). Numerical modelling of toppling. *Canadian Geotechnical Journal*, 27: 823–834.

PRITCHARD M. A. & SAVIGNY, K. W. (1991). *Canadian Geotechnical Journal*, 28(3): 410-422.

RICCOMINI, C. (1989). O rift continental do sudeste do Brasil. Tese de Doutorado, Instituto de Geociências, Universidade de São Paulo, São Paulo, 256 p.

READ J. & STACEY, P.F. (2009). *Guidelines for Open Pit Design*, CSIRO Publishing, Melbourne, 510p.

ROMANA M. (1985). New adjustment ratings for application of Bieniawski classification to slopes. *Proceedings of international symposium on the role of rock mechanics*

RUBERTI E., MARGUTI R. L. & GOMES C. B. (1991). O complexo Carbonatítico de Jacupiranga, SP: Informações gerais. *Congresso Brasileiro de Geoquímica, Guias de Excursões*, 3: 1-20

RUTLEDGE J. C. & PRESTON R. L. (1978). Experience with Engineering Classifications of Rock. *Proc. Int. Tunnelling Syrup.*, Tokyo, A3.1-A3.7.

SALAMUNI E. (2007). *Geologia Estrutural*. UFPR.

SCHOBENHAUS, C., RIBEIRO, C.L. & OLIVA, L.A. (1975). *Carta Geológica do Brasil ao Milionésimo*. Departamento Nacional de Produção Mineral. Brasília-DF.

SEN, Z. & SADAGAH B.H. (2003). Modified rock mass classification system by continuous rating. *Engineering Geology*, 67(3): 269-280

- SERRA JÚNIOR, E. & OJIMA L. M. (1998) Caracterização e Classificação de Maciços Rochosos. *Geologia de Engenharia*, Oliveira, A. S. & Brito, S. A. (Eds), ABGE, SP, 211-226 p.
- SIBSON, R. (1977). *Fault Rocks and Fault Mechanisms*. *Journal of the Geological Society*, 133: 191-213.
- SINGH B. & GOEL. R.K. (1999). *Rock Mass Classification: A Practical Approach in Civil Engineering*. Elsevier Science Ltd. Kidlington, Oxford, UK, 1 vol., 267 p.
- SJÖBERG, J. (1999). *Analysis of Large-Scale Rock Slopes*, PhD Thesis, Division of Rock Mechanics, Department of Civil and Environmental Engineering, Lulea University of Technology, Lulea, Sweden, 788 p.
- SJOBORG, J. (2000). A slope height versus slope angle database, in *Slope Stability in Surface Mining*, Hustrulid, McCarter and Van Zyl (eds.), SME, Colorado, 47–58.
- SOUSA, L.M.O., SUÁREZ DEL RÍO L.M., CALLEJA L., RUIZ DE ARGANDOÑA V. & REY A.R. (2005). Influence of microfractures and porosity on the physico-mechanics properties and weathering of ornamental granites. *Geological Engineering*, 77(1–2):153–168
- SOUZA, M. G. (2002). *Fechamento de Mina: Aspectos Legais*. Disponível em: <<http://www.brasilminingsite.com.br/artigos/artigo.php?cod=31&typ=1>> Acesso em: 10 set. 2017.
- STACEY, T.R. (1973). *Stability of Rock Slopes in Mining and Civil Engineering Situations*. Mine, National Mechanical Engineering Research Institute, Pretoria, South Africa, 217 p.
- TEJADA-CERVANTES, L. M. (2011). *Resistência de Maciços Rochosos Estruturalmente Complexos de Mineração Submetidos a Carregamentos Dinâmicos*, 277 p.
- TERZAGHI, K. (1946). Rock defects and loads in tunnel supports. *Rock tunneling with steel supports*. R.V. Proctor and T.L. White, eds., The Commercial Shearing and Stamping Co., Youngstown, Ohio, p.17-99,
- THIEDE, D. S. & VASCONCELOS, P. M. (2010). Parana flood basalts: Rapid extrusion hypothesis confirmed by new  $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$  results. *Geology*, 38(8): 747-750.
- TOMÁS R., CUENCA A., CANO M. & GARCIA-BARBRA J. (2012). A graphical approach for slope mass rating (SMR). *Engineering Geology*, 124 (4): 67-76.
- TOMÁS, R., DELGADO J. & SERÓN J.B. (2007). Modification of slope mass rating (SMR) by continuous functions. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 44: 1062-1069
- VALLEJO, L. I. G., FERRER, M., ORTUÑO, L. & OTEO, C. (2002) *Ingeniería Geológica*. Prentice Hall, Madrid, España ,744 p.

- WICKHAM, G. E.; TIEDEMANN, H.R., SKINNER, E.H. (1972). Support Determination Based on Geologic Predictions, Proc. Rapid Excavation Tunneling Conf., AIME, New York, 43-46
- WP/WLI. (1994). A suggested method for reporting landslide causes. Bulletin International Association of Engineering Geology.50(1): 71–74.
- WYLLIE, C. & MAH, W. (2004). Rock Slope Engineering Civil and Mining. Spon Press Taylor & Francis Group, London and New York, 431 p.
- XAVIER, J. (2011). Elementos da Teoria Geral dos Sistemas e Outros Conceitos. Notas de Aula, Departamento de Geologia e Geofísica Aplicada, Universidade Federal da Bahia, Salvador, Brasil, 17p.
- YAMANOUTH, Gisele. (2010). Geotecnia e Mecânica das Rochas, 81 p.
- ZEA, R.E. (2004). Mecanismos de ruptura em taludes altos de mineração a céu aberto. Dissertação de Mestrado - Escola de Engenharia de São Carlos, Universidade de São Paulo, São Carlos, 2004. 124p

## **APÊNDICE I**

Planilha-modelo de levantamento de campo.

UNIVERSIDADE DE BRASÍLIA DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA CIVIL E AMBIENTAL PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM GEOTECNIA		Planilha de levantamento de campo																
		Descrição geológico-geotécnica de pontos de mapeamentos de cada seção e obtenção dos parâmetros necessários a classificação geomecânica dos maciços rochosos da Mina de Cajati - Sistema																
DATA		MINA			SETOR			SEÇÃO			BANCADA (m)			COORDENADAS (UTM)				
PONTO		DESCRIÇÃO DE ROCHA							PARÂMETROS									
LITOLOGIA		COMPOSIÇÃO MINERALÓGICA	COLORAÇÃO	TEXTURA GRANULOMÉTRICA	ESTRUTURAS	GRAU DE ALTERAÇÃO	RQD	DIREÇÃO DE MERGULHO	ÂNGULO DE MERGULHO	ESPAÇAMENTO DAS FRATURAS	CONDIÇÕES DAS FRATURAS	RUGOSIDADE	PERSISTENCIA	ABERTURA	ALTERAÇÃO	PREENCHIMENTO	CONTATOS GEOLÓGICOS	ÍNDICE DE COMPRESSÃO PUNITIFORME
DESCRİÇÃO																		
PESO RELATIVO																		
OBSERVAÇÕES																		

Figura 1. Planilha modelo que foi utilizada em campo para os registros dos levantamento geológicos-geotécnicos.

## **APÊNDICE II**

Planilhas com os dados levantados em campo (disponível em arquivo digital).

### **APÊNDICE III**

Planilhas finais consolidadas em função das classes de maciços para cada seção.



Informações Gerais				Coordenadas			Mina			Grau de Resistência	Grau de Resistência média	RQD	Espaçamento das descontinuidades	Persistência	Intemperismo das paredes	Rugosidade	Preenchimento	Abertura	Exsudação de água	RMR básico	Classe básica
DATA	GEÓLOGO	FOTOS	PONTO	COORDENADA E	COORDENADA N	COTA	BANCADA	SETOR	SEÇÃO												
25/11/2017	JN	-	1	789999	7265830	99	90	NW	1	-	-	-	5	0	0	0	1	0	15	21	IV
25/11/2017	JN	-	2	789999	7265830	99	90	NW	1	-	-	-	5	0	0	0	-	0	15	20	V
25/11/2017	JN	-	3	789999	7265830	98	90	NW	1	-	-	-	5	0	0	0	-	0	15	20	V
25/11/2017	JN	-	4	789999	7265830	96	90	NW	1	-	-	-	5	0	0	0	-	0	15	20	V
25/11/2017	JN	-	5	789999	7265830	89	90	NW	1	-	-	-	5	0	0	0	-	0	15	20	V
25/11/2017	JN	-	6	789976	7265779	89	90	NW	1	-	-	-	8	4	1	0	6	5	15	39	IV
25/11/2017	JN	-	7	789976	7265779	89	90	NW	1	-	-	-	5	0	0	0	-	0	15	20	V
25/11/2017	JN	-	8	789976	7265779	92	90	NW	1	-	-	-	5	0	0	0	-	0	15	20	V
25/11/2017	JN	-	9	789976	7265779	96	90	NW	1	-	-	-	5	0	0	0	-	0	15	20	V
25/11/2017	JN	-	10	789976	7265779	80	90	NW	1	-	-	-	5	0	0	0	-	0	0	5	V

Figura 1. Planilha final consolidada com a classificação geomecânica final dos afloramentos mapeados nos maciços da seção geológica I.

Informações Gerais				Coordenas			Mina			Grau de Resistência	Grau de Resistência média	RQD	Espaçamento das descontinuidades	Persistência	Intemperismo das paredes	Rugosidade	Preenchimento	Abertura	Exsudação de água	RMR básico	Classe básica
DATA	GEÓLOGO	FOTOS	PONTO	COORDENADA E	COORDENADA N	COTA	BANCADA	SETOR	SEÇÃO												
23/10/2017	JBN	-	11	790430	7265823	18	10	NE	2	7	7	13	10	1	3	5	0	5	15	59	III
23/10/2017	JBN	-	12	790430	7265823	18	10	NE	2	7	7	13	15	4	1	3	6	5	15	69	II
23/10/2017	JBN	-	13	790430	7265823	18	10	NE	2	7	7	13	15	1	3	3	0	5	15	62	II
23/10/2017	JBN	-	14	790430	7265823	18	10	NE	2	7	7	13	15	2	3	3	0	5	15	63	II
23/10/2017	JBN	-	15	790430	7265823	5	10	NE	2	12	12	20	15	1	5	1	6	5	15	80	II
23/10/2017	JBN	-	16	790468	7265791	7	10	NE	2	7	7	13	15	1	3	1	6	5	15	66	II
23/10/2017	JBN	-	17	790468	7265791	7	10	NE	2	7	7	13	15	1	3	5	6	5	15	70	II
23/10/2017	JBN	-	18	790468	7265791	8	10	NE	2	12	12	13	15	1	5	5	6	5	15	77	II
23/10/2017	JBN	-	19	790468	7265791	8	10	NE	2	12	12	13	10	2	5	1	6	5	15	69	II
23/10/2017	JBN	-	20	790468	7265791	8	10	NE	2	12	12	13	10	2	5	1	6	5	15	69	II

Figura 2. Planilha final consolidada com a classificação geomecânica final dos afloramentos mapeados nos maciços da seção geológica II.

Informações Gerais				Coordenadas			Mina			Grau de Resistência	Grau de Resistência média	RQD	Espaçamento das descontinuidades	Persistência	Intemperismo das paredes	Rugosidade	Preenchimento	Abertura	Exsudação de água	RMR básico	Classe básica
DATA	GEÓLOGO	FOTOS	PONTO	COORDENADA E	COORDENADA N	COTA	BANCADA	SETOR	SEÇÃO												
26/11/2017	JBN	-	21	790040	7265589	5	0	W	3	7	7	13	10	1	5	5	6	5	15	67	II
26/11/2017	JBN	-	22	790040	7265589	5	0	W	3	7	7	13	20	0	5	1	6	5	15	72	II
26/11/2017	JBN	-	23	790040	7265589	5	0	W	3	7	7	13	10	2	5	0	6	5	15	63	II
26/11/2017	JBN	-	24	790040	7265589	5	0	W	3	7	7	20	15	4	5	1	6	5	15	78	II
26/11/2017	JBN	-	25	790040	7265589	5	0	W	3	7	7	20	10	2	5	5	6	5	15	75	II
26/11/2017	JBN	-	26	790040	7265589	5	0	W	3	7	7	20	10	2	3	5	6	5	15	73	II
26/11/2017	JBN	-	27	790036	7265495	3	0	W	3	7	7	13	10	2	5	1	6	5	15	64	II
26/11/2017	JBN	-	28	790036	7265495	-3	0	W	3	7	7	13	10	4	5	1	2	5	15	62	II
26/11/2017	JBN	-	29	790036	7265495	0	0	W	3	7	7	8	20	2	5	5	6	4	15	72	II
26/11/2017	JBN	-	30	790036	7265495	0	0	W	3	7	7	8	20	6	5	0	6	5	15	72	II
26/11/2017	JBN	-	31	790036	7265495	0	0	W	3	7	7	8	15	6	5	5	6	5	15	72	II
26/11/2017	JBN	-	32	790036	7265495	0	0	W	3	7	7	8	20	6	5	3	6	5	15	75	II

Figura 3. Planilha final consolidada com a classificação geomecânica final dos afloramentos mapeados nos maciços da seção geológica III.

Informações Gerais				Coordenadas			Mina			Grau de Resistência	Grau de Resistência média	RQD	Espaçamento das descontinuidades	Persistência	Intemperismo das paredes	Rugosidade	Preenchimento	Abertura	Exsudação de água	RMR básico	Classe básica
DATA	GEÓLOGO	FOTOS	PONTO	COORDENADA E	COORDENADA N	COTA	BANCAIDA	SETOR	SEÇÃO												
27/11/2017	JBN	-	33	790310	7265703	17	10	N	4	7	7	8	10	2	3	1	6	4	15	56	III
27/11/2017	JBN	-	34	790310	7265703	17	10	N	4	7	7	8	10	2	5	5	6	5	15	63	II
27/11/2017	JBN	-	35	790310	7265703	17	10	N	4	7	7	8	10	2	7	9	6	6	15	70	III
27/11/2017	JBN	-	36	790310	7265703	17	10	N	4	2	2	3	5	1	1	3	0	5	15	35	IV
27/11/2017	JBN	-	37	790310	7265703	17	10	N	4	2	2	3	10	2	1	1	6	4	15	44	III
27/11/2017	JBN	-	38	790310	7265703	16	10	N	4	7	7	8	10	2	3	1	6	4	15	56	III
27/11/2017	JBN	-	39	790310	7265703	16	10	N	4	7	7	8	10	2	5	5	6	5	15	63	II
27/11/2017	JBN	-	40	790209	7265703	7	10	N	4	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
27/11/2017	JBN	-	41	790209	7265703	6	10	N	4	7	7	13	15	4	5	3	6	5	15	73	II
27/11/2017	JBN	-	42	790209	7265703	6	10	N	4	7	7	13	10	4	5	1	6	5	15	66	II
27/11/2017	JBN	-	43	790209	7265703	6	10	N	4	7	7	13	20	4	5	1	6	5	15	76	II
27/11/2017	JBN	-	44	790209	7265703	6	10	N	4	12	12	13	15	1	3	3	6	5	15	73	II
27/11/2017	JBN	-	45	790209	7265703	6	10	N	4	12	12	13	15	2	3	1	6	5	15	72	II

Figura 4. Planilha final consolidada com a classificação geomecânica final dos afloramentos mapeados nos maciços da seção geológica IV.

Informações Gerais				Coordenadas			Mina			Grau de Resistência	Grau de Resistência média	RQD	Espaçamento das descontinuidades	Persistência	Intemperismo das paredes	Rugosidade	Preenchimento	Abertura	Exsudação de água	RMR básico	Classe básica
DATA	GEOLOGO	FOTOS	PONTO	COORDENADA E	COORDENADA N	COTA	BANCAIDA	SETOR	SEÇÃO												
27/11/2017	JBN	-	46	790402	7265132	-169	-160	S	5	12	12	20	-	-	-	-	-	-	0	-	-
27/11/2017	JBN	-	47	790402	7265132	-158	-160	S	5	12	12	8	8	6	3	1	6	1	10	47	III
27/11/2017	JBN	-	48	790402	7265132	-160	-160	S	5	12	12	3	5	1	1	3	6	5	15	41	III
27/11/2017	JBN	-	49	790402	7265132	-169	-160	S	5	4	4	8	5	1	3	1	0	1	10	33	IV
27/11/2017	JBN	-	50	790402	7265132	-169	-160	S	5	4	4	8	8	6	3	1	6	1	10	47	III
27/11/2017	JBN	-	51	790402	7265132	-169	-160	S	5	2	2	3	5	1	1	3	6	5	15	41	III
27/11/2017	JBN	-	52	790428	7265087	-169	-160	S	5	12	12	8	5	1	3	1	0	1	10	33	IV
27/11/2017	JBN	-	53	790428	7265087	-158	-160	S	5	12	12	8	5	2	3	3	6	5	15	59	III
27/11/2017	JBN	-	54	790428	7265087	-155	-160	S	5	12	12	8	8	6	3	1	6	1	10	47	III
27/11/2017	JBN	-	55	790428	7265087	-153	-160	S	5	12	12	3	5	1	1	3	6	5	15	41	III
27/11/2017	JBN	-	56	790428	7265087	-157	-160	S	5	12	12	8	5	2	3	3	6	5	15	59	III

Figura 5. Planilha final consolidada com a classificação geomecânica final dos afloramentos mapeados nos maciços da seção geológica V.

Informações Gerais				Coordenas			Mina			Grau de Resistência	Grau de Resistência media	RQD	Espaçamento das descontinuidades	Persistência	Intemperismo das paredes	Rugosidade	Preenchimento	Abertura	Exsudação de água	RMR básico	Classe básica
DATA	GEÓLOGO	FOTOS	PONTO	COORDENADA E	COORDENADA N	COTA	BANCADA	SETOR	SEÇÃO												
28/11/2017	JBN	-	57	790477	7265096	-169	-160	S	5	2	2	3	-	-	-	-	-	-	15	-	-
28/11/2017	JBN	-	58	790477	7265096	-158	-160	S	5	2	2	13	5	2	1	0	6	4	15	48	III
28/11/2017	JBN	-	59	790477	7265096	-160	-160	S	5	2	2	3	5	2	1	0	6	4	15	38	IV
28/11/2017	JBN	-	60	790477	7265096	-169	-160	S	5	2	12	13	4	4	5	3	6	5	0	52	III
28/11/2017	JBN	-	61	790505	7265051	-169	-160	S	5	2	12	13	5	1	5	1	6	5	0	48	III
28/11/2017	JBN	-	62	790505	7265051	-169	-160	S	5	2	12	20	5	-	-	-	-	-	10	47	III
28/11/2017	JBN	-	63	790505	7265051	-170	-160	S	5	2	12	13	4	1	5	1	6	5	7	54	III
28/11/2017	JBN	-	64	790505	7265051	-171	-160	S	5	2	12	13	5	6	5	1	6	5	7	60	III

Figura 6. Planilha final consolidada com a classificação geomecânica final dos afloramentos mapeados nos maciços da seção geológica VI.

## **ANEXO I**

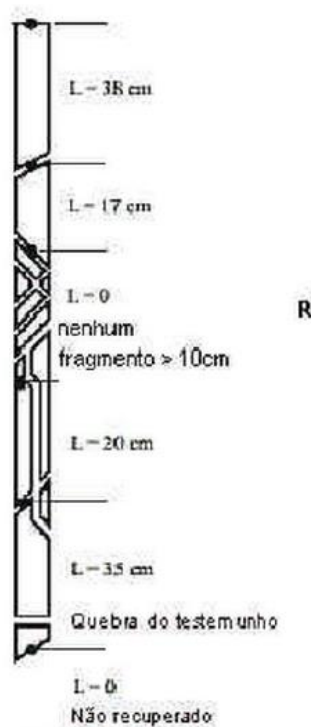
Tabelas para classificação dos parâmetros levantados em campo.

**TABELA COM OS GRAUS DE RESISTÊNCIA DAS ROCHAS (ADAPTADO DE ISRM, 1981).**

GRAU DE RESISTÊNCIA	DESIGNAÇÃO	DESCRIÇÃO	ANÁLISE TÁTICO-VISUAL	RESISTÊNCIA UNIAXIAL ESTIMADA (MPa)	Is(50) (MPa)	PESO RELATIVO
R0	Extremamente baixa	Extremamente branda e solos estruturados, coesivos, rijos a duros	Consegue-se marcar com a unha	0.25 - 1.0	(*)	0
R1	Muito baixa	Rocha muito branda	O material desagrega-se com golpe firme da ponta do martelo de geólogo	1.0 - 5.0	(*)	1
R2	Baixa	Rocha branda	Com a faca é possível cortar o material, mas este é demasiadamente duro para lhe dar a forma de provete para ensaio triaxial	5.0 - 25.0	(*)	2
R3	Mediana	Rocha medianamente resistente	Um golpe firme com a ponta do martelo de geólogo faz identações até 5mm; com a faca consegue-se raspar a superfície	25.0 - 50.0	1 - 2	4
R4	Elevada	Rocha resistente	Pedaços pequenos de rocha seguros com a mão são partidos com um único golpe de martelo	50.0 - 100.0	2 - 4	7
R5	Muito Elevada	Rocha muito resistente	Requer muitos golpes de martelo para partir espécimes intactos de rocha	100.0 - 250.0	4 - 10	12
R6	Extremamente elevada	Rocha extremamente resistente	A rocha lasca depois de sucessivos golpes de martelo e ressoa quando batida	>250.0	> 10	15



TABELA COM O RQD (ROCK QUALITY DESIGNATION) PROPOSTO PARA O MAPEAMENTO DE CADA SEÇÃO



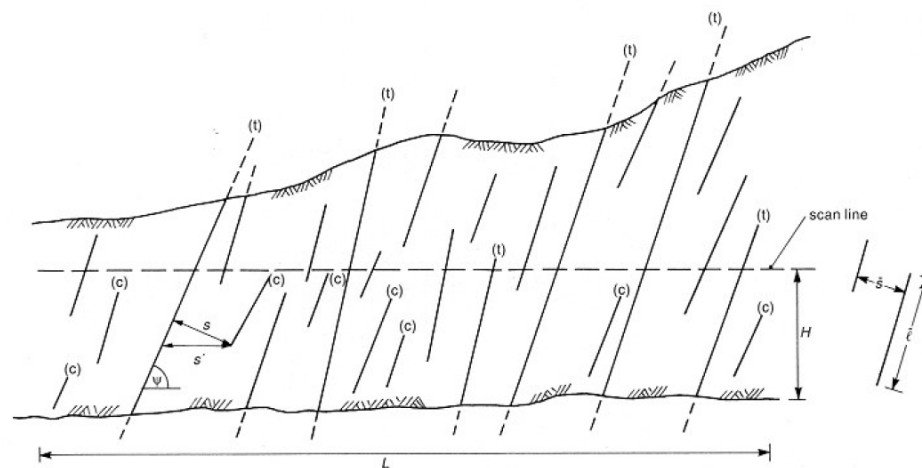
RQD	QUALIDADE DO MACIÇO	PESO RELATIVO JA2
90% - 100%	Excelente	20
75% - 90%	Bom	17
50% - 75%	Razoável	13
25% - 50%	Fraco	8
< 25%	Muito fraco	3

$$RQD = \sum \frac{\text{fragmentos} > 10\text{cm}}{\text{espessura total mapeada}} \times 100$$

**TABELA COM OS ESPAÇAMENTOS DAS DESCONTINUIDADES (ADAPTADO DE ABGE, 1983).**

SIGLAS	ESPAÇAMENTOS (cm)	DENOMINAÇÕES	PESO RELATIVO
E1	> 200	Muito afastadas	20
E2	60 a 200	Afastadas	15
E3	20 a 60	Medianamente afastadas	10
E4	6 a 20	Próximas	8
E5	< 6	Muito próximas	5

**FIGURA ESQUEMÁTICA DE AFLORAMENTO ROCHOSO COM AS REPRESENTAÇÕES DO ESPAÇAMENTO (s), COMPRIMENTO (c) E TERMINAÇÃO (t) DAS DESCONTINUIDADES**



---

**TABELA COM OS GRAUS DE ALTERAÇÕES DAS ROCHAS (ADAPTADO DE ISRM, 1981).**

---

GRAU DE ALTERAÇÃO	DESCRIÇÃO
W1	Rocha sã
W2	Rocha pouco alterada
W3	Rocha moderadamente alterada
W4	Rocha muito alterada
W5	Rocha completamente alterada
W6	Solo residual

---

**TABELA COM OS GRAUS DE PERSISTÊNCIA DAS DESCONTINUIDADES  
(ADAPTADO DE ISRM, 1983).**

CLASSE	TERMO	FAIXA DE VALORES	PESO RELATIVO
1	Muito pequena	< 1 metro	6
2	Pequena	1 a 3 metros	4
3	Média	3 a 10 metros	2
4	Grande	10 a 20 metros	1
5	Muito grande	> 20 metros	0

---

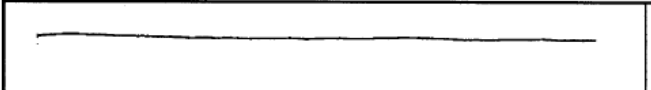

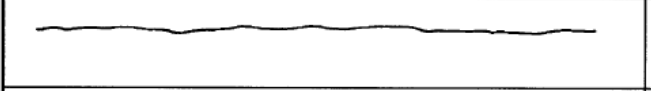
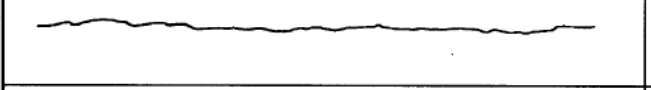
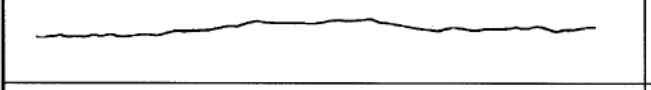
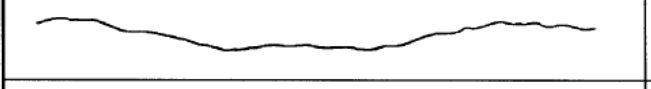
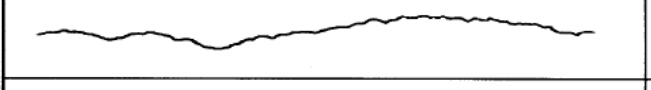

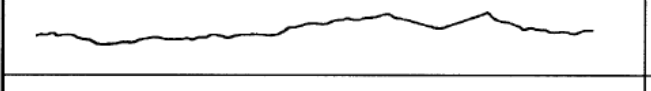
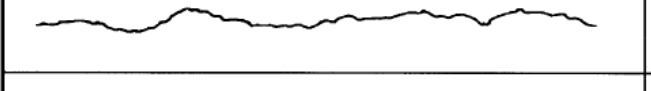
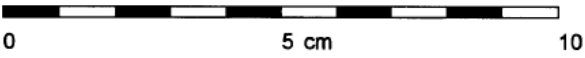
**TABELA COM AS ESPESSURAS DO PREENCHIMENTO OU ABERTURA DAS  
DESCONTINUIDADES (ADAPTADO DE ABGE, 1983).**

---

CLASSE	FAIXA DE VALORES	PESO RELATIVO
1	Nenhuma	6
2	< 0.1 mm	5
3	0.1 a 1.0 mm	4
4	1.0 mm a 5.0 mm	1
5	> 5.0 mm	0

---

**TABELA COM OS COEFICIENTES DE RUGOSIDADE DAS JUNTAS (ADAPTADO DE ISRM, 1983).**

	ASPECTO	PESO RELATIVO
	ESTRIADO	0
	ESTRIADO	0
	LISO	1
	LISO	1
	POUCO RUGOSO	4
	POUCO RUGOSO	4
	RUGOSO	5
	RUGOSO	5
	MUITO RUGOSO	6
	MUITO RUGOSO	6
		

---

**TABELA INDICATIVA DA GRANULOMETRIA DO  
PREENCHIMENTO (ADAPTADO DE ISRM, 1983).**

---

CLASSE	PREENCHIMENTO	PESO RELATIVO
1	nenhum	6
2	duro < 5 mm	4
3	duro > 5 mm	2
4	mole < 5mm	2
5	mole > 5mm	0

---

**TABELA COM OS PESOS RELATIVOS PARA O GRAU DE ALTERAÇÃO DAS  
DESCONTINUIDADES (ADAPTADO DE ISRM, 1983).**

CLASSE	ALTERAÇÃO	PESO RELATIVO
1	sem alteração	6
2	ligeiramente alterado	4
3	moderadamente alterado	2
4	muito alterado	2
5	decomposto	0



**TABELA INDICATIVA DA INFLUÊNCIA DA ÁGUA SUBTERRÂNEA (ADAPTADO DE ISRM, 1983).**

Infiltração em 10 m de túnel (L/min)	Nenhuma	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125
Poropressão na junta/tensão principal	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5
Condições gerais	Completamente seco	Umidade (água intersticial)	Molhado	Gotejamento	Fluxo abundante
Peso relativo JA5	15	10	7	4	0

**TABELA INDICATIVA PARA AJUSTE DA ORIENTAÇÃO DAS DESCONTINUIDADES EM RELAÇÃO AO EIXO DE ESCAVAÇÃO (ADAPTADO DE ISRM, 1989).**

ORIENTAÇÃO DAS DESCONTINUIDADES	MUITO FAVORÁVEL	FAVORÁVEL	REGULAR	DESFAVORÁVEL	MUITO DESFAVORÁVEL
Túneis	0	-2	-5	-10	-12
Fundações	0	-2	-7	-15	-25
Taludes	0	-5	-25	-50	-60

**TABELA INDICATIVA PARA NOTAS TOTAIS E CLASSES DE MACIÇO ROCHOSO (ADAPTADO DE ISRM, 1989).**

Somatório das notas (RMR)	81 - 100	61 - 80	41 - 60	21 - 40	< 20
Classe do maciço	I	II	III	IV	V
Condição geral	Muito bom	Bom	Regular	Ruim	Muito ruim

**TABELA INDICATIVA COM SIGNIFICADO DAS CLASSES DE MACIÇO (ADAPTADO DE ISRM, 1989).**

CLASSE DO MACIÇO	I	II	III	IV	V
Coesão (Kpa)	> 400 Kpa	300 - 400 Kpa	200 - 300 Kpa	100 - 200 Kpa	< 100 Kpa
Ângulo de atrito	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°