

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

**ESTUDOS GEOTÉCNICOS PARA DETERMINAÇÃO E
VIABILIZAÇÃO DE CAVAS OPERACIONAIS E FINAIS
ESTUDO DE CASO: CAVA TRÊS BURACOS, GOIÁS**

MICHELE MÁRCIA DE SOUZA

ORIENTADOR: LUIS FERNANDO MARTINS RIBEIRO
COORIENTADOR: ANDRÉ PACHECO DE ASSIS

DISSERTAÇÃO DE MESTRADO EM GEOTECNIA

PUBLICAÇÃO: 321/2019
BRASÍLIA / DF: JANEIRO / 2019

UNIVERSIDADE DE BRASÍLIA

FACULDADE DE TECNOLOGIA

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA CIVIL E AMBIENTAL

ESTUDOS GEOTÉCNICOS PARA DETERMINAÇÃO E
VIABILIZAÇÃO DE CAVAS OPERACIONAIS E FINAIS
ESTUDO DE CASO: CAVA TRÊS BURACOS, GOIÁS

MICHELE MÁRCIA DE SOUZA

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

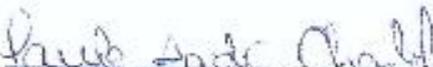
APROVADA POR:



LUIS FERNANDO MARTINS RIBEIRO, DSc (UnB)
(ORIENTADOR)



ANDRÉ LUIS BRASIL CAVALCANTE, DSc (UnB)
(EXAMINADOR INTERNO)



PAULO ANDRÉ CHARBEL, DSc (IFG)
(EXAMINADOR EXTERNO)

DATA: BRASÍLIA/DF, 29 DE JANEIRO DE 2019.

FICHA CATALOGRÁFICA

SOUZA, MICHELE MÁRCIA

Estudos geotécnicos para determinação e viabilização de cavas operacionais e finais. Estudo de caso: cava Três Buracos, Goiás, 2019.

xvi, 83 p, 297 mm (ENC/FT/UnB, Mestre, Geotecnia, 2019)

Dissertação de Mestrado – Universidade de Brasília.

Faculdade de Tecnologia. Departamento de Engenharia Civil e Ambiental.

1. Caracterização Geotécnica 2. Estudos Geomecânicos

3. Cavas 4. Análise de estabilidade

I. ENC/FT/UnB

II. Título (Série)

REFERÊNCIA BIBLIOGRÁFICA

SOUZA, M.M (2019). Estudos geotécnicos para determinação e viabilização de cavas operacionais e finais. Estudo de caso: cava Três Buracos, Goiás. Dissertação de Mestrado, Publicação 321/2019, Departamento de Engenharia Civil, Universidade de Brasília, Brasília, DF, 83 p.

CESSÃO DE DIREITOS

NOME DA AUTORA: Michele Márcia de Souza

TÍTULO DA DISSERTAÇÃO DE MESTRADO: Estudos geotécnicos para determinação e viabilização de cavas operacionais e finais. Estudo de caso: cava Três Buracos, Goiás.

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.



Michele Márcia de Souza

Rua Geraldo Ferreira Braga, 35, São Vicente

CEP: 35960-000 – Santa Bárbara/MG – Brasil

DEDICATÓRIA

*Ao meu vovô Nonô que mesmo tendo partido
permanecerá sempre presente em meu coração.
Essa vitória é sua.*

AGRADECIMENTOS

A Deus por todas as oportunidades que tem colocado em minha vida.

Aos meus pais e irmãos pelo apoio e ensinamentos.

Para Waldicley, meu companheiro de caminhada, obrigada por sempre acreditar em mim e me apoiar ao longo de toda elaboração desse projeto. E principalmente, obrigada por não me deixar desistir.

Aos professores Luis Fernando e André Assis, agradeço pela orientação, por todas conversas e compartilhamento de conhecimento. Muito obrigada por acreditarem e confiarem no meu trabalho.

Agradeço ao Sandro, Leandro e Yulder por terem me apresentado a Geotecnia. Graças a vocês que hoje sigo por este caminho de aprendizado.

Agradeço a todos da empresa *Leagold* por cederem as ferramentas necessárias para elaboração deste trabalho. Em especial agradeço ao João Cláudio e ao Leandro Ribes, por todas conversas e aprendizado.

Agradeço ao Programa de Pós-Graduação em Geotecnia da Universidade de Brasília pela estrutura e oportunidade de realização desta pesquisa e aos professores pelos conhecimentos transmitidos. Juntamente a isto, agradeço a Capes pelo apoio financeiro.

Aos amigos que conquistei ao longo da minha estadia em Brasília. Agradeço a Pollyane, Mariana, Juliana, Luciane e Raylane por terem sido minha família. E ao Bruno por todas conversas, cafés e ajudas.

ESTUDOS GEOTÉCNICOS PARA DETERMINAÇÃO E VIABILIZAÇÃO DE CAVAS OPERACIONAIS E FINAIS. ESTUDO DE CASO: CAVA TRÊS BURACOS, GOIÁS.

A constante busca por bens minerais tem resultado na depleção de depósitos de maior teor, tornando sua extração cada vez mais desafiadora. Como consequência, a indústria da mineração tem trabalhado com cavas de geometrias otimizadas, alcançando profundidades cada vez maiores, somado a ângulos de taludes elevados. Frente a isto, surge então a necessidade de aplicação de controles técnicos cada vez mais completos, buscando reduzir os fatores que influenciam na instabilidade geral da obra, sendo os estudos geotécnicos uma das partes desses controles. O projeto da cava Três Buracos, pertencente à empresa *Leagold Mining Corporation* corresponde ao estudo de caso do presente trabalho, onde são apresentadas todas etapas de estudo, partindo desde a coleta de informações em campo até o resultado final das análises de estabilidade. Os dados referentes ao maciço rochoso foram obtidos por meio de mapeamentos e descrições geotécnicas de furos de sondagem, sendo dados pesos a parâmetros necessários para classificação do mesmo, individualizando-o em diferentes classes de qualidade. Posteriormente essas informações foram representadas de forma tridimensional, definindo o modelo geomecânico da cava Três Buracos. De posse do modelo, foram feitas então análises cinemáticas e análises de estabilidade por meio do equilíbrio limite, tendo como resultado final a identificação de setores susceptíveis e aqueles não susceptíveis à ruptura.

ABSTRACT

GEOTECHNICAL STUDIES FOR DESIGN AND FEASIBILITY ANALYSIS OF OPERATIONAL AND FINAL PITS. CASE STUDY: TRÊS BURACOS OPEN PIT, GOIÁS.

The unceasing search for minerals has caused mining companies to exploit lower grade deposits, which pose a challenge to recovery of such goods. Consequently, the mining industry has invested in pits with optimized geometries, that can reach lower depths and steeper slopes.

Therefore, technical controls that increase in complexity are necessary to reduce factors that play an important role in the overall stability of the pit, which are comprised, among others, of geotechnical studies. The TrêsBuracos open pit project belongs to Leagold Mining Corporation and corresponds to the case study presented on this paper, whereby all the stages involved in this study are presented, starting from gathering of field data leading up to the final results of the stability analysis. Data related to the rock mass were obtained by mapping and geotechnical core logging, which yielded weighed values for the parameters necessary for the classification of the rock mass, therefore dividing it into different quality classes. Subsequently these data were represented in a tridimensional manner, therefore defining the geomechanical model of the TrêsBuracos open pit. According to the model generated, kinematic analyses and stability analyses were performed by means of limit equilibrium method which yielded the identification of sectors based on the susceptibility for failure.

SUMÁRIO

CAPÍTULO 01	1
1. INTRODUÇÃO.....	1
1.1. CONSIDERAÇÕES INICIAIS	1
1.2. OBJETIVOS.....	2
1.3. ESCOPO DA DISSERTAÇÃO.....	2
CAPÍTULO 02	4
2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	4
2.1. CARACTERIZAÇÃO GEOMECÂNICA DE MACIÇOS ROCHOSOS	4
2.1.1. ROCHA INTACTA, DESCONTINUIDADES E MACIÇO ROCHOSO	4
2.1.2. CARACTERIZAÇÃO DAS DESCONTINUIDADES.....	5
2.2. CLASSIFICAÇÕES GEOMECÂNICAS	9
2.3. CRITÉRIOS DE RESISTÊNCIA.....	19
2.3.1. CRITÉRIO DE MOHR-COULOMB	20
2.3.2. CRITÉRIO DE BARTON E CHOUBY	21
2.3.3. CRITÉRIO DE HOEK & BROWN GENERALIZADO	23
2.4. ESTABILIDADE DE TALUDES EM ROCHA.....	26
2.4.1. GEOMETRIA DOS TALUDES.....	26
2.4.2. MECANISMOS DE RUPTURA.....	27
2.4.3. MÉTODOS DE ANÁLISES DE ESTABILIDADE	31
CAPÍTULO 03	42
3. METODOLOGIA.....	42
3.1. REVISÃO E COMPILAÇÃO DE INFORMAÇÕES PRÉVIAS	42
3.2. CARACTERIZAÇÃO GEOMECÂNICA	42
3.3. DEFINIÇÃO DOS PARÂMETROS GEOMÉTRICOS	44

CAPÍTULO 04.....	46
4. ESTUDO DE CASO: MINA TRÊS BURACOS.....	46
4.1. DESCRIÇÃO DA ÁREA DE ESTUDO.....	46
4.2. GEOLOGIA REGIONAL.....	47
4.3. GEOLOGIA LOCAL.....	48
CAPÍTULO 05.....	51
5. CARACTERIZAÇÃO GEOTÉCNICA DA MINA TRÊS BURACOS.....	51
5.1. CARACTERIZAÇÃO GEOMECÂNICA DO MACIÇO.....	51
5.1.1. MAPEAMENTO GEOTÉCNICO E ESTRUTURAL.....	51
5.1.2. DESCRIÇÃO DE FUROS DE SONDAGEM.....	54
5.1.3. PARÂMETROS PARA O MACIÇO ROCHOSO E DESCONTINUIDADES.....	63
5.2. ELABORAÇÃO DO MODELO GEOMECÂNICO TRIDIMENSIONAL....	68
CAPÍTULO 06.....	73
6. ANÁLISE DE ESTABILIDADE DOS TALUDES DA CAVA OPERACIONAL E FINAL.....	73
6.1. DETERMINAÇÃO DOS NÍVEIS CRÍTICOS E ACEITÁVEIS.....	73
6.2. DOMÍNIOS GEOTÉCNICOS.....	74
6.3. ANÁLISES CINEMÁTICAS.....	75
6.4. ANÁLISES DE ESTABILIDADE.....	77
CAPÍTULO 07.....	79
7. CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES.....	79
7.1. CONCLUSÕES.....	79
7.2. RECOMENDAÇÕES PARA PESQUISAS FUTURAS.....	80
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	81

LISTA DE TABELAS

Tabela 2.1: Sistema de classificação geomecânica RMR. Modificado de Bieniawski (1989).	11
Tabela 2.2: Correções e guias auxiliares para o sistema de classificação RMR. Modificado de Bieniawski, (1989).	12
Tabela 2.3: Classificação dos parâmetros individuais para o índice de qualidade Q. Retirado de Cavalcante (1997).	14
Tabela 2.4: Classificação dos parâmetros individuais para o índice de qualidade Q - Continuação. Retirado de Cavalcante (1997).	15
Tabela 2.5: Classificação dos parâmetros individuais para o índice de qualidade Q - Continuação. Retirado de Cavalcante (1997).	16
Tabela 2.6: Parâmetros para condição das descontinuidades, conforme proposto por Bieniawski (1976).	17
Tabela 2.7: Critérios de resistência aceitos para cada tipo de material rochoso. Retirado de Assis (2003).	21
Tabela 2.8: Determinação do fator de detonação (D) em função do tipo de desmonte do maciço rochoso. Retirado de Figueireido (2016).	25
Tabela 2.9: Métodos Convencionais de análise da estabilidade de taludes e suas considerações. Modificado de Campos (1985).	40
Tabela 5.1: Quadro de resumos dos furos descritos, referentes às campanhas de 2005 e 2018.	55
Tabela 5.2: Valores médios de J_{cond89} e $RQD/2$ necessários para obter os parâmetros de GSI, por litologia.	62
Tabela 5.3: Compilação dos resultados obtidos por meio dos testes de compressão Uniaxial.	65
Tabela 5.4: Parâmetros de entrada no RocLab.	66
Tabela 5.5: Parâmetros obtidos no RocLab.	66
Tabela 5.6: Valores estimados de ângulo de atrito para descontinuidades cujas paredes são contato rocha-rocha. Retirado de Barton et al (1974).	67
Tabela 5.7: Parâmetros obtidos para as descontinuidades.	67
Tabela 5.8: Classificação do maciço rochoso segundo Bieniawski (1989), juntamente com a tabela de cores adotada para o modelo geomecânico.	68
Tabela 6.1: Valores aceitáveis de FS, aplicados na engenharia civil. Retirado de (Read and Stacey, 2009).	74
Tabela 6.2: Quadro resumo das análises cinemáticas da cava final Três Buracos.	76
Tabela 6.3: Quadro resumo das análises cinemáticas da cava operacional Três Buracos.	76

Tabela 6.4: Análises de estabilidade para o caso de rupturas planares.	78
Tabela 6.5: Análises de estabilidade para o caso de rupturas em cunha.	78

LISTA DE FIGURAS

Figura 2.1: Desenho esquemático indicando a transição desde rocha intacta até o maciço rochoso fortemente fraturado. Modificado de Hoek et al. (1995).....	5
Figura 2.2: Desenho esquemático representando a atitude das descontinuidades, onde "A" é a direção do mergulho e "B" o ângulo de mergulho. Retirado de Cavalcante (1997).	6
Figura 2.3: Desenho esquemático indicando três diferentes famílias de descontinuidades, e a forma de como é medido o espaçamento, através do uso da trena. Retirado de Cavalcante (1997).	7
Figura 2.4: Blocos esquemáticos ilustrando a persistência das descontinuidades, sendo o primeiro caracterizado por uma persistência baixa e o segundo por persistência alta. Retirado de Brady & Brown (1992).	7
Figura 2.5: Bloco esquemático ilustrando descontinuidades fechadas (a) e abertas (b). Modificado de Brady & Brown (1992).	8
Figura 2.6: Perfis característicos da rugosidade e nomenclaturas sugeridas. Modificado de Brady & Brown (1992).	8
Figura 2.7: Procedimento para medição e cálculo do fator RQD. Retirado de Barbosa (2008) apud Beniavski (1989).	18
Figura 2.8: Ábaco para quantificação do GSI. Modificado de Hoek et al. (2013).	19
Figura 2.9: Critério de ruptura de Mohr-Coulomb: (a) plano de cisalhamento a-b, (b) envoltória de ruptura em termos de tensão normal e tensão cisalhante, (c) envoltória de ruptura em termos de tensão principal. Retirado de Zhao (2000) <i>in</i> Figueiredo (2016).....	21
Figura 2.10: Perfis de rugosidade e valores correspondentes de JRC, segundo Barton e Chouby (1977). Retirado de Hoek et al (1995).	22
Figura 2.11: Relação entre o J_r no sistema Q e o JRC para amostras de 200 mm e 1 m. Modificado de Hoek et al (1995).	23
Figura 2.12: Configuração geométrica dos taludes de uma cava a céu aberto. Modificado de Huallanca (2004).	27
Figura 2.13: Perfil esquemático indicando o mecanismo de ruptura planar formado pela descontinuidade AA, onde o ângulo da descontinuidade (ψ_A) é menor que o ângulo da face do talude (ψ_f). Modificado de Duncan & Christopher (2005)..	28
Figura 2.14: Mecanismo de ruptura por cunha. Modificado de Hoek & Bray (1987).	29

Figura 2.15: Bloco esquemático indicando a condição de tombamento. Retirado de Duncan & Christopher (2005)..	30
Figura 2.16: Desenho esquemático de uma ruptura circular. Modificado de Duncan & Christopher (2005)..	31
Figura 2.17: Projeções estereográficas indicando como são representadas as orientações das estruturas (a) e como são plotados os planos (b) e linhas (c). Modificado de Duncan & Christopher (2005)..	32
Figura 2.18: Mecanismos de ruptura e suas respectivas análises cinemáticas. Retirado de Hoek e Bray (1981).	33
Figura 2.19: Geometria da ruptura planar com presença de trinca de tração na parte superior do talude. Modificado de Duncan & Christopher (2005).	35
Figura 2.20: Blocos diagramas esquemáticos indicando a geometria da cunha usada para as análises de estabilidade. Tem-se nas imagens a numeração das linhas dos planos de interseção e uma vista indicando a altura total da cunha, juntamente com a distribuição da poropressão. Modificado de Duncan & Christopher (2005).	36
Figura 2.21: Estereograma dos dados necessários para o cálculo do fator de segurança em cunha. Modificado de Duncan & Christopher (2005).	37
Figura 2.22: Princípios do equilíbrio limite para a análise de tombamento. Retirado de Goodman e Bray, 1976).	38
Figura 2.23: Blocos diagramas indicando as forças que atuam no bloco, de forma a gerar a queda e deslizamento do n-ésimo bloco. Retirado de Goodman e Bray, 1976).	39
Figura 2.24: Variáveis consideradas no critério de Bishop Simplificado, aplicado para o caso de rupturas circulares. Modificado de Duncan & Christopher (2005).	40
Figura 4.1: Contextualização da cava Três Buracos em relação às outras minas pertencentes a empresa <i>LeaGold Mining Corporation</i> , assim como em relação à cidade de Pilar de Goiás.	47
Figura 4.2: Cavas operacional e final Três Buracos, destacando duas seções indicadas como A e B, além da topografia do terreno na cor marron.	47
Figura 4.3: Mapa indicando a localização da Província Tocantins, com destaque para o Maciço de Goiás e suas subdivisões. Modificado de Teixeira (2012).	48
Figura 4.4: Estratigrafia do greenstone belt de Pilar de Goiás, sendo destacado em vermelho a área de estudo. Modificado de Donato (2011).	49
Figura 5.1: Domínios morfológicos da região que compreende a cava Três Buracos. Fonte: Google Earth.	52

Figura 5.2: Garimpos observados na região onde será a cava Três Buracos, as imagens (a) e (b) indicam galerias antigas e a imagem (c) região de garimpo a céu aberto.	53
Figura 5.3: Estereograma indicando as famílias de descontinuidades presentes.	54
Figura 5.4: Interface do <i>software meazure</i> , utilizado para medição dos intervalos maiores ou iguais a dez centímetros e contagem do número de fraturas, por intervalo geomecânico previamente definido.	56
Figura 5.5: Imagens de algumas feições observadas ao longo das descrições, sendo que na Figura A tem-se os cristais de anfibólio, que marcam a ocorrência da metagrauvaca. Já na Figura B tem-se a parede de uma descontinuidade do QSST. Não menos importante, na Figura C é representado um intervalo de ocorrência do diorito.	57
Figura 5.6: Análise estatística dos parâmetros da litologia clorita-xisto (CLS).	58
Figura 5.7: Análise estatística dos parâmetros da litologia xisto intercalado (IS).	59
Figura 5.8: Análise estatística dos parâmetros da litologia sericita-xisto (QSST).	60
Figura 5.9: Análise estatística dos parâmetros da litologia metagrauvaca (MGR).	61
Figura 5.10: Análise estatística dos parâmetros da litologia diorito (D).	62
Figura 5.11: Valores de GSI obtidos para as litologias presentes na cava Três Buracos. Na cor vermelha tem-se o valor obtido para as litologias CLS, IS e MGR, em azul para o D e em verde para o QSST.	63
Figura 5.12: Amostras selecionadas para campanha de ensaios a ser realizada na região da cava Três Buracos.	64
Figura 5.13: Interface do programa RocLab, indicando os inputs necessários e resultados obtidos para litologia CLS.	66
Figura 5.14: Distribuição espacial dos furos ao longo da cava final Três Buracos.	69
Figura 5.15: Interfaces do programa Leapfrog, sendo (a) a caixa contendo as informações a serem incorporadas no modelo geomecânico e (b) tipos de superfícies a serem usadas para elaboração do modelo geomecânico.	70
Figura 5.16: Modelo geomecânico da cava Três Buracos. (a) Visualização completa do modelo. (b) Seção geomecânica A-A'. (c) Seção geomecânica B-B'. (d) Classes geomecânicas que ficarão expostas na cava final.	72
Figura 6.1: Domínios geotécnicos (I a IV) e seções a serem avaliadas. (a) Cava final. (b) Cava operacional.	75
Figura 6.2: Análise de estabilidade para ruptura planar. Seção C-C', cava operacional.	78

LISTA DE SIMBOLOS, NOMENCLATURAS E ABREVIACOES

3D		Tridimensional
A		Área do plano deslizante
C		Coesão
CLS		Clorita xisto
D		fator de perturbação do maciço
D		Diorito
Dn		fases de deformação
E		<i>Módulo de Young</i>
Fr		Fraturas
FS		Fator de segurança
GSI		<i>Geological Strength Index</i>
H		Altura total
IS		Xisto intercalado
ISRM		<i>International Society for Rock Mechanics</i>
		Índice de influência da alteração das paredes das
Ja		descontinuidades
		Qualidade das descontinuidades, conforme Bieniawski
Jcond76		(1976)
		Qualidade das descontinuidades, conforme Bieniawski
Jcond89		(1989)
JCS		Resistência das paredes das descontinuidades
Jn		Índice de influência do número de famílias
		Índice de influência da rugosidade das paredes das
Jr		descontinuidades
JRC		Coeficiente de rugosidade da descontinuidade
Jw		Índice de influência da água subterrânea
MGR		Metagrauvaca
mi		Constante do material da rocha intacta
Ø		Ângulo de atrito
Ø _b		Ângulo de atrito básico
Ø _p		Ângulo de atrito de pico

ϕ_r	Ângulo de atrito residual
Q	<i>Rock Tunnel Quality</i>
QSST	Sericita xisto
RMR	<i>Rock Mass Rating</i>
RQD	Designação da qualidade da rocha
s e a	constantes para o maciço rochoso
S1,S2 e S3	Sistema de famílias de descontinuidades
Sn	Foliação principal
SRF	Estado de tensão do maciço rochoso
TB	Três Buracos
U	Força devido à pressão da água na superfície de deslizamento
V	Força devido a pressão da água na trinca de tração
W	Força peso
Θ	Ângulo entre planos
$\sigma'1$	Tensão principal efetiva maior
$\sigma'3$	Tensão principal efetiva menor
σ_n	Tensão normal
T	Tensão cisalhante
Υ	Peço específico
Ψ_a	Ângulo da descontinuidade
Ψ_f	Ângulo da face do talude
Ψ_p	ângulo de mergulho do plano da descontinuidade

1.INTRODUÇÃO

1.1.CONSIDERAÇÕES INICIAIS

A procura por bens minerais é uma prática que se desenvolve desde os primórdios da humanidade, sendo o ouro um dos principais metais preciosos procurados principalmente pelo seu valor econômico. No Brasil, a descoberta do ouro se decorreu em 1560, tendo sido encontrada em 1590 a primeira jazida de ouro de lavagem (Lins et.al 2000).

Ao longo dos anos a crescente e constante busca por esse bem mineral acarretou na redução da ocorrência e concentração do mesmo em superfície e subsuperfície, tornando sua busca cada vez mais desafiadora.

Embora perspectivas futuras indiquem um aumento do número de escavações subterrâneas associadas a extração de ouro (Assis, 2003), o que se percebe hoje, são projetos de escavações a céu aberto cada vez maiores e mais complexos. O que corrobora são os avanços tecnológicos em pesquisas mineral, aliados a investimentos em novas tecnologias de beneficiamento, que favorecem o aproveitamento do minério de baixo teor.

Além disso, tem-se ainda o fator econômico como um dos principais colaboradores para o desenvolvimento de lavras a céu aberto, visto que nos últimos anos o preço do ouro tem apresentado uma trajetória de queda acentuada (Campos, 2015). Assim, como é de conhecimento e metodologia atual, a extração do ouro por meios do desenvolvimento de cavas prevalece enquanto os custos de lavra a céu aberto forem inferiores àqueles de lavra subterrânea.

Desenvolver cavas cada vez mais desafiadoras, ou seja, com geometrias otimizadas, somado a ambientes geológicos complexos, tem contribuído para um acréscimo de fatores que influenciam na estabilidade geral da obra, surgindo então, a necessidade cada vez maior da aplicação de controles técnicos mais complexos e completos.

Dessa forma, os estudos geotécnicos passam a ser decisivos para a viabilização do projeto, sendo os mesmos responsáveis por garantir a estabilidade das cavas operacionais e finais, ou seja, ao longo de toda sua operação, assim como após o fechamento da mina.

A estabilidade dos taludes é um fator determinante das geometrias a serem aplicadas

nas cavas. Sendo assim, elaborar modelos geológico-geomecânicos que sejam fiéis a realidade em que a obra se encontra inserida se torna uma tarefa crucial, uma vez que os mesmos subsidiam diversas etapas do projeto, como por exemplo, as análises de estabilidade.

Neste contexto, será utilizado como caso de estudo a cava Três Buracos, que se trata de um projeto pertencente à empresa *LeaGold Mining Corporation*, localizado no município de Pilar de Goiás, onde será apresentado a metodologia utilizada para realização dos estudos geotécnicos necessários para viabilização da cava operacional e final.

1.2.OBJETIVOS

O objetivo geral dessa dissertação consiste em expor a metodologia utilizada como base para realização dos estudos geotécnicos, que por sua vez, subsidiam a segunda etapa do trabalho, que consiste em estimar os parâmetros geométricos da cava Três Buracos.

Para que seja possível atingir os objetivos principais, tem-se como objetivos específicos:

- Caracterização geomecânica do maciço rochoso da cava Três Buracos, feito por meio de mapeamentos, descrições geológico-geotécnicas dos furos de sondagem, compilado dos ensaios de laboratório existentes e estimativa de parâmetros.
- Elaboração de um modelo de classes geomecânicas tridimensional, cuja finalidade é avaliar a qualidade do maciço e auxiliar na identificação dos possíveis mecanismos de ruptura presentes nos taludes.
- Aplicação de análises cinemáticas e métodos de equilíbrio limite no estudo dos taludes das cavas operacionais e finais, a fim de determinar os parâmetros geométricos que viabilizarão a abertura da cava Três Buracos.

1.3.ESCOPO DA DISSERTAÇÃO

O estudo foi dividido em sete capítulos, distribuídos da seguinte forma:

No primeiro capítulo foi contextualizado o porquê do estudo e importância do mesmo, seguido dos objetivos a serem alcançados.

O segundo capítulo apresenta toda revisão bibliográfica feita para o estudo, discorrendo a respeito da caracterização da rocha intacta, descontinuidades e maciço rochoso, expondo também as classificações geomecânicas RMR (Bieniawski 1989) Q (Barton et al 1974) e GSI (Hoek et al 2013), que constituíram os sistemas de classificações utilizados no

estudo geotécnico da cava Três Buracos. Também discursa a respeito dos critérios de ruptura, sendo abordados os critérios de Mohr Coulomb, seguido de Barton e Chouby e Hoek & Brown.

Por fim, o segundo capítulo é finalizado enfatizando as formas de rupturas em taludes rochosos (rupturas planares, cunhas tombamentos e rupturas circulares) e os métodos de análises de estabilidade cinemáticos e analíticos. Entretanto, para melhor entendimento acerca dos assuntos abordados neste capítulo, é inicialmente explicado os conceitos básicos da geometria de uma cava.

O terceiro capítulo deu ênfase a metodologia utilizada, individualizada em três partes, sendo elas a compilação das informações prévias, os estudos necessários para caracterização do maciço da cava Três Buracos, e a forma no qual serão feitas as definições da geometria das cavas operacional e final.

O quarto capítulo fala sobre o projeto da cava Três Buracos, alvo do estudo de caso, também contextualiza o mesmo frente às outras minas em atividade da empresa *LeaGold Mining Corporation*, presentes no estado de Goiás. Além disso, tem-se a descrição geológica regional e local, tanto em termos litoestratigráficos quanto em termos estruturais.

O quinto capítulo discorre sobre os estudos de mapeamento, descrição geotécnica dos furos de sondagem e obtenção dos parâmetros necessários para elaboração das análises de estabilidade. Tem-se também no final deste capítulo a apresentação do modelo de classes geomecânicas tridimensional elaborado por meio da utilização do *software LeapfrogGeo 4.2*.

O sexto capítulo apresenta as análises realizadas neste estudo, avaliando todas formas de rupturas que foram apresentados no quinto capítulo, bem como os parâmetros de projeto utilizados, e os resultados obtidos.

O sétimo capítulo finaliza a dissertação com as conclusões e recomendações a partir da interpretação dos resultados e análise das situações envolvidas.

2.REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1.CARACTERIZAÇÃO GEOMECÂNICA DE MACIÇOS ROCHOSOS

Minas a céu aberto assim como as obras geotécnicas de forma geral, encontram-se expostas a fatores que apresentam variabilidade intrínseca à sua natureza, assim como incertezas ao longo da elaboração do projeto e execução dos trabalhos. Como exemplo citam-se a geologia e as dificuldades de previsão dos modelos geológicos, principalmente quando estão associados a ambientes geológicos complexos e/ou pouco estudados.

Diferente das demais obras, as minerações apresentam a característica peculiar de serem fortemente dependentes dos modelos geológicos onde, segundo Kochen (2009) esta característica faz com que os geotécnicos de projeto tendem a antecipar possíveis anomalias e prever diferentes cenários.

Como forma de prever, reduzir e mitigar esses riscos torna-se necessário então, o conhecimento das propriedades do maciço rochoso e suas descontinuidades, através do uso de sistemas de classificações geomecânicas, associados a ensaios laboratoriais.

2.1.1.ROCHA INTACTA, DESCONTINUIDADES E MACIÇO ROCHOSO

Definir as propriedades do maciço rochoso em relação à obra de engenharia que o mesmo se encontra inserido é essencial, uma vez que o maciço é representado por uma massa rochosa descontínua, diretamente influenciada pela presença de estruturas geológicas como juntas e falhas. Portanto, suas propriedades sofrem variações em função da escala de observação. Em razão disso, segundo Brady & Brown (1992), especificar as propriedades mecânicas de uma massa rochosa não é algo simples, dessa forma, os conceitos de rocha intacta, descontinuidades e maciço rochoso devem ser bem definidos (Figura 2.1).

Entende-se como rocha intacta a parte do material livre de quaisquer descontinuidades, ou seja, quando não há quebra mecânica na continuidade do maciço rochoso. Em geral, quando se fala em rocha intacta, trabalha-se com pequenas escalas, como exemplo tem-se o

processo de perfuração em rochas que geralmente refletem as propriedades de resistência da rocha intacta (Brady & Brown, 1992).

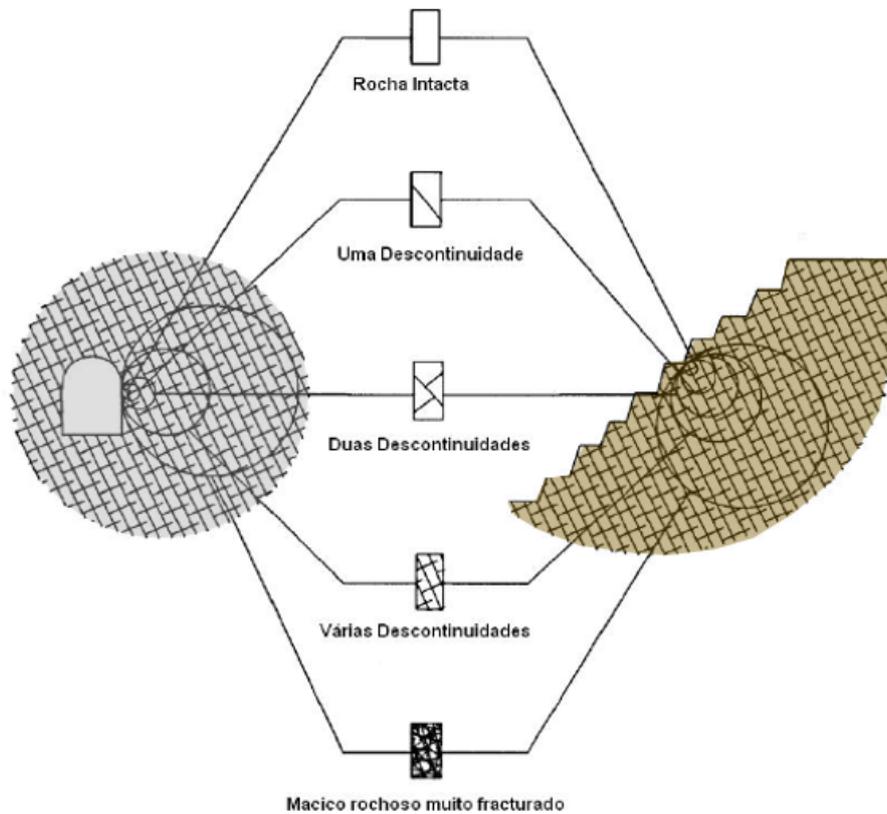


Figura 2.1: Desenho esquemático indicando a transição desde rocha intacta até o maciço rochoso fortemente fraturado. Modificado de Hoek et al. (1995).

Já as descontinuidades são consideradas como planos de fraqueza que podem vir a controlar o comportamento da massa rochosa. Segundo Assis (2003), as mesmas podem conter nenhuma ou baixa resistência à tração, onde a palavra “descontinuidades” representa um termo coletivo, podendo vir a representar os planos de acamamento, planos de foliação, contatos litológicos, falhas, fraturas, dentre outros.

E por fim, tem-se o maciço rochoso que corresponde a uma massa rochosa composta tanto pela rocha intacta quanto pelas descontinuidades, como mostra a Figura 2.1.

2.1.2. CARACTERIZAÇÃO DAS DESCONTINUIDADES

A presença de descontinuidades pode ter efeito dominante sobre a resposta do maciço rochoso em função das atividades mineiras (Brady & Brown, 1992), vindo a interferir na geometria, leiaute da mina ou até mesmo em inviabilizar algum projeto. Com isso, a caracterização de propriedades mais importantes das descontinuidades, que segundo Brady &

Brown (1992) podem vir a influenciar o comportamento de engenharia da massa rochosa, torna-se necessário, sendo as mesmas discutidas brevemente a seguir.

A orientação das descontinuidades no espaço é definida através da medida de sua atitude (Figura 2.2). Essa atitude é marcada pela direção do mergulho e mergulho (*dipdirection/dip*), que corresponde à linha de maior inclinação sobre o plano da descontinuidade, sendo que o ângulo da direção do mergulho pode variar de 0 a 360 graus, enquanto o mergulho varia de 0 a 90. Obter a atitude das descontinuidades é de grande relevância, uma vez que as mesmas definem o formato dos blocos, além de serem as responsáveis por controlar os possíveis mecanismos de ruptura presentes nos taludes rochosos.

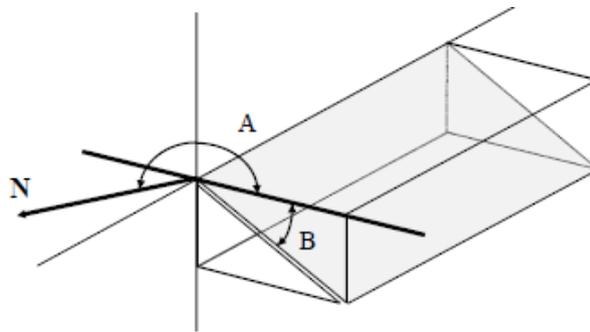


Figura 2.2: Desenho esquemático representando a atitude das descontinuidades, onde "A" é a direção do mergulho e "B" o ângulo de mergulho. Retirado de Cavalcante (1997).

O espaçamento corresponde a distância perpendicular entre descontinuidades adjacentes, sendo as mesmas caracterizadas pela mesma família (Cavalcante, 1997). O mesmo é responsável por condicionar o tamanho dos blocos, ou seja, um pequeno espaçamento corresponde a um faturamento intenso, que por sua vez faz com que o maciço tenha características próximas a de um material granular. Para ser quantificado, é feito uso de uma trena graduada, com pelo menos 3 metros de comprimento (Figura 2.3).

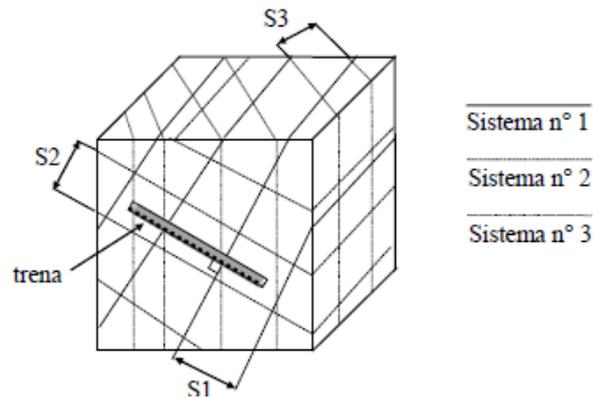


Figura 2.3: Desenho esquemático indicando três diferentes famílias de descontinuidades, e a forma de como é medido o espaçamento, através do uso da trena. Retirado de Cavalcante (1997).

O termo persistência se refere à extensão do traço de uma descontinuidade em relação ao plano de observação (Figura 2.4). A persistência corresponde a um dos principais parâmetros a ser determinado segundo Brady & Brown (1992) e também um dos mais difíceis.

Para taludes em rocha, estimar a persistência é de fundamental relevância, pois apresentam grande influência na resistência ao cisalhamento desenvolvida nos planos das descontinuidades e nas características de fragmentação do maciço (Brady & Brown 1992).

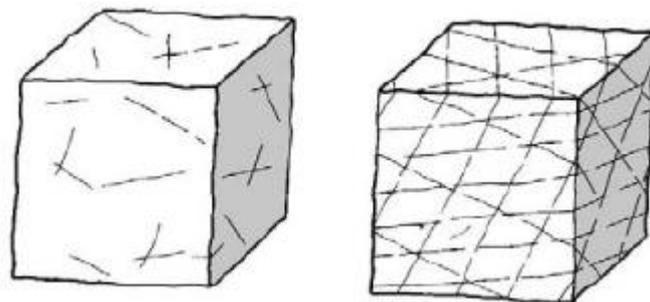


Figura 2.4: Blocos esquemáticos ilustrando a persistência das descontinuidades, sendo o primeiro caracterizado por uma persistência baixa e o segundo por persistência alta. Retirado de Brady & Brown (1992).

Outro parâmetro também levantado corresponde à abertura, que nada mais é que a distância perpendicular que separa as paredes da descontinuidade, sendo este espaço preenchido por ar ou água (Brady & Brown, 1992).

O tamanho da abertura (Figura 2.5) pode variar de acordo com os eventos a que a formação da descontinuidade se encontra atrelada, podendo ser resultantes de deslocamentos cisalhantes, aberturas por tração, carreamento de partículas e por dissolução (Cavalcante, 1997), ou até mesmo em função da rugosidade das paredes, sendo este parâmetro também quantificado e descrito a seguir.

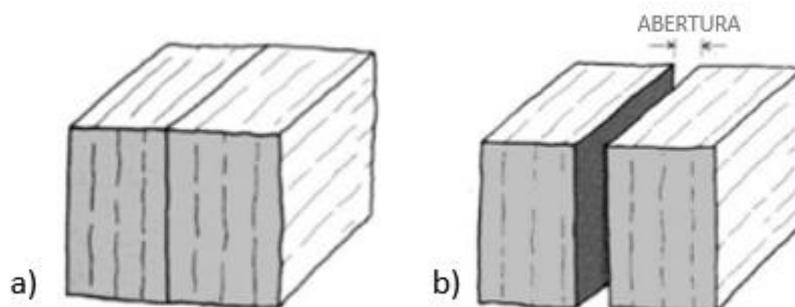


Figura 2.5: Bloco esquemático ilustrando descontinuidades fechadas (a) e abertas (b). Modificado de Brady & Brown (1992).

A rugosidade é representada pela irregularidade e/ou ondulações inerentes à descontinuidade em relação ao seu plano médio, podendo indicar características desde recortadas a planas (Figura 2.6). Segundo Cavalcante (1997) ela é formada pela combinação da aspereza (também denominada como rugosidade de segunda ordem) e da ondulação (primeira ordem) da superfície.

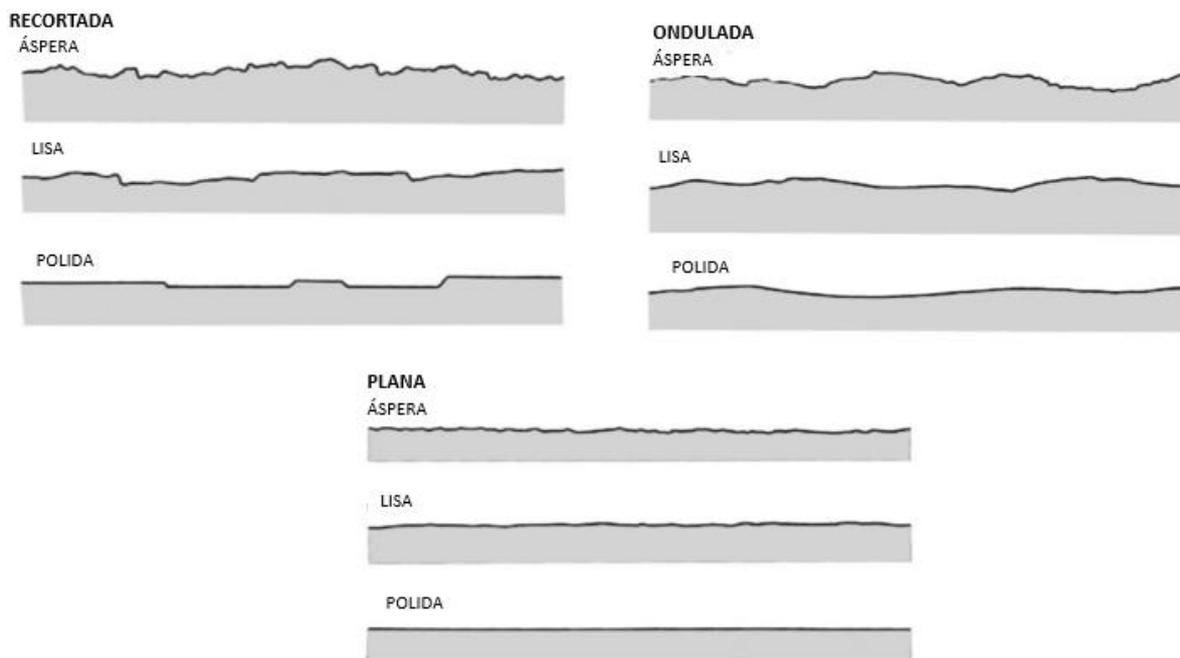


Figura 2.6: Perfis característicos da rugosidade e nomenclaturas sugeridas. Modificado de Brady & Brown (1992).

Uma das principais características da rugosidade é o fato da mesma ter grande interferência na resistência ao cisalhamento das descontinuidades. Segundo Barton & Choubey (1978), a influência da rugosidade é demonstrada através do parâmetro JRC, como mostra a equação abaixo (Equação 1).

$$\tau = \sigma \tan \left[JRC \cdot \log \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) + \phi_r \right] \quad (1)$$

Sendo o JCS é o coeficiente de rugosidade da descontinuidade, JCS é a resistência à compressão das paredes da descontinuidade e ϕ_r o ângulo de atrito do material.

Quando há um material que separa as paredes das descontinuidades, dá-se o nome de preenchimento ao mesmo. Geralmente este material é mais fraco do que a rocha que o deu origem, materiais como areia, silte e argila são comuns de serem encontrados (Cavalcante, 1997).

Assim como os outros parâmetros descritos acima, o preenchimento também tem influência significativa na resistência ao cisalhamento das descontinuidades, tornando necessário então, avaliar as propriedades desse material. Geralmente se avalia fatores como a mineralogia, granulometria, espessura, alteração, resistência e presença de água.

2.2.CLASSIFICAÇÕES GEOMECÂNICAS

É comum na etapa de viabilização de um projeto, ter pouca informação acerca do maciço rochoso e suas características, sendo assim, o uso de classificações geomecânicas pode se tornar viável, uma vez que se trata de uma forma simples de obter esses dados.

Os sistemas de classificação caracterizam o maciço através da observação de um conjunto de propriedades, tendo como finalidade sistematizar um conjunto de elementos geotécnicos em classes, podendo vir a associá-las a um padrão de comportamento pré-definido.

Este meio de abordagem empírica existe a mais de 100 anos (Hoek *et al.* 1995), sendo desenvolvidos diversos trabalhos, sempre associados a estudos de casos, como Terzaghi (1946), Lauffer (1958), Deere *et al.* (1967), Wickham *et al.* (1972), Bieniawski (1973, 1989); Barton *et al.* (1974), Hoek (1994) e Hoek *et al.* (1995).

Dentre as diversas classificações geomecânicas desenvolvidas e aplicadas no mundo, destacam a metodologia RMR (*Rock Mass Rating*) proposta por Bieniawski (1989), o sistema Q (*Rock Tunnel Quality*) sugerido por Barton *et al.* (1974) e o sistema GSI (*Geological Strength Index*) introduzido por Hoek (1994) e Hoek *et al.* (1995), sendo as três metodologias melhor descritas a seguir.

A classificação RMR tem como finalidade atribuir pesos a parâmetros considerados como os que mais interferem no comportamento do maciço rochoso, tendo como resultado

final um índice que classifica o maciço rochoso em cinco classes que variam de muito boa a ruim.

Ao longo dos anos Bieniawski fez sucessivos refinamentos na forma de quantificar o RMR. A mudança atribuída a diferentes parâmetros se deve a incorporação de novos registros de casos examinados (Hoek *et al.* 1995). Com isso, a discussão que segue baseia-se na versão de 1989, cujos seis parâmetros usados para qualificar o maciço rochoso são a resistência à compressão uniaxial da rocha intacta, a designação da Qualidade das Rochas (RQD), espaçamento de descontinuidades, condição de descontinuidades, condições da água subterrânea e orientação de descontinuidades.

Para aplicação do sistema RMR é necessário que o maciço seja avaliado de acordo com janelas amostrais, cujos intervalos apresentem características geomecânicas semelhantes. Em função disso cada janela amostral é classificada, onde cada um dos seis parâmetros recebe um valor, como mostram as Tabelas 2.1 e Tabela 2.2. Somando estes valores se obtêm então, a classe geomecânica correspondente. Ressalta-se que a orientação das descontinuidades é avaliada de forma separada, sendo a mesma correspondente a um parâmetro de ajuste que depende da orientação das descontinuidades em relação à escavação e da natureza da obra.

Tabela 2.1: Sistema de classificação geomecânica RMR. Modificado de Bieniawski(1989).

A PARÂMETROS DE CLASSIFICAÇÃO COM SEUS PESOS									
Parâmetro		Faixa de valores							
1	Resistência da rocha intacta (MPa)	Índice de carga puntiforme	>10	4-10	2-4	1-2	Para menores valores, recomenda-se ensaio (α_c)		
		Resistência a compressão uniaxial	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1
	Peso	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD (%)		90-100	75-90	50-75	25-50	<25		
	Peso		20	17	13	8	3		
3	Espaçamento das discontinuidades		>2 m	0,6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	<60 mm		
	Peso		20	15	10	8	5		
4	Padrão das discontinuidades (ver tabela E)		Superfície muito rugosa, e sem alteração, fechadas e sem persistência	Superfície pouco rugosa e levemente alteradas, abertura <1 mm	Superfície pouco rugosa e muito alteradas, abertura <1 mm	Superfície estriada ou espessura de preenchimento <5 mm ou abertura persistente de 1-5 mm	Espessura de preenchimento com material argiloso >5 mm ou abertura persistente >5 mm.		
	Peso		30	25	20	10	0		
5	Ação da água subterrânea	Vazão de infiltração por 10 m de túnel (l/m)	nulo	<10	10-25	25-125	>125		
		(pressão de água na junta)/ σ_1	0	<0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5		
		Condições gerais no maciço	Completamente seco	úmido	molhado	gotejamento	fluxo abundante		
	Peso		15	10	7	4	0		

Tabela 2.2: Correções e guias auxiliares para o sistema de classificação RMR. Modificado de Bieniawski, (1989).

B CORREÇÃO POR DIREÇÃO E ORIENTAÇÃO DAS DESCONTINUIDADES (ver Tabela F)						
Direção e orientação do mergulho		Muito Favorável	Favorável	Moderado	Desfavorável	Muito Desfavorável
Pesos	Túneis e minas	0	-2	-5	-10	-12
	Fundações	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60
C DETERMINAÇÃO DAS CLASSES DO MACIÇO ROCHOSO EM FUNÇÃO DO PESO TOTAL						
Peso		100 ← 81	80 ← 61	60 ← 41	40 ← 21	<21
Número da classe		I	II	III	IV	V
Descrição		Excelente	Bom	Regular	Ruim	Péssimo
D COMPORTAMENTO DO MACIÇO ROCHOSO POR CLASSE						
Número da classe		I	II	III	IV	V
Tempo médio de auto-sustentação / tamanho do vão		20 anos / 15 m	1 ano / 10 m	1 semana / 5 m	10 h / 2,5 m	30 min / 1 m
Coesão do maciço rochoso (kPa)		>400	300-400	200-300	100-200	<100
Ângulo de atrito do maciço rochoso (°)		>45	35-45	25-35	15-25	<15
E GUIA PARA A CLASSIFICAÇÃO DAS DESCONTINUIDADES						
Persistência / Comprimento (m)		<1	1-3	3-10	10-20	>20
Peso		6	4	2	1	0
Abertura / Espessura (mm)		Nula	<0,1	0,1-1,0	1-5	>5
Peso		6	5	4	1	0
Rugosidade		Muito rugosa	Rugosa	Pouco rugosa	Lisa	Superfície estriada
Peso		6	5	3	1	0
Preenchimento (característica) / Espessura (mm)		Nulo	duro / <5	duro / >5	mole / <5	mole / >5
Peso		6	4	2	2	0
Grau de Alteração (Intemperismo)		Inalterada	Levemente alterada	Moderada. alterada	Fortemente alterada	Decompоста
Peso		6	5	3	1	0
F EFEITOS DA DIREÇÃO E ORIENTAÇÃO DAS DESCONTINUIDADES, EM TÚNEIS*						
Direção Perpendicular ao eixo do Túnel			Direção Paralela ao eixo do Túnel			
Ângulo de mergulho 45-90°		Ângulo de mergulho 20-45°		Mergulho 45-90°		
Muito Favorável		Favorável		Muito Favorável		
Ângulo de mergulho contrário 45-90°		Ângulo de mergulho contrário 20-45°		Mergulho de 0-20° sem relação a direção		
Desfavorável		Muito Desfavorável		Desfavorável		

Assim como o sistema RMR, o sistema Q proposto por Barton et al. (1974) também considera seis fatores relevantes para a caracterização e comportamento do maciço rochoso. Esse sistema de classificação foi definido com base na avaliação de um grande número de escavações subterrâneas (Hoek *et al.* 1995) obtendo assim, um valor numérico que varia em escala logarítmica de 0,001 a 1.000 através do uso da seguinte equação (Equação 2):

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

Sendo Q o índice de qualidade do maciço rochoso, RQD a designação da qualidade das rochas, J_n índice de influência do número de famílias de descontinuidades, J_r índice de influência da rugosidade das paredes das descontinuidades, J_a índice de influência da alteração das paredes das descontinuidades, J_w índice de influência da água subterrânea e SRF índice de influência do estado de tensões no maciço.

Segundo Barton *et al* 1974 cada quociente pode ser explicado da seguinte forma:

- $\left(\frac{RQD}{J_n} \right)$: representa a estrutura da massa rochosa, ou seja, o tamanho do bloco.
- $\left(\frac{J_r}{J_a} \right)$: Representa as características de rugosidade e atrito das paredes das descontinuidades ou materiais de preenchimento.
- $\left(\frac{J_w}{SRF} \right)$: É um fator empírico que considera os carregamentos externos, tensões in-situ e a influência da água.

Como se observa, diferente do sistema RMR, a classificação geomecânica Q proposta por Barton et al.(1974), não considera de forma direta, a influência da orientação descontinuidades nem a resistência da rocha intacta. Porém, segundo Hoek *et al.*(1995) os parâmetros J_n , J_r e J_a desempenham um papel mais importante do que a orientação, uma vez que os mesmos determinam o grau de liberdade para a movimentação dos blocos.

As tabelas a seguir (Tabelas 2.3, 2.4 e 2.5) fornecem os valores de cada parâmetro, necessário para obtenção do índice Q.

Tabela 2.3: Classificação dos parâmetros individuais para o índice de qualidade Q. Retirado de Cavalcante (1997).

DESCRIÇÃO	VALOR	OBSERVAÇÃO
1) PADRÃO GEOMECÂNICO DO MACIÇO	RQD	1. Para o RQD \leq 10, adotar um valor nominal igual a 10 para o cálculo de Q. 2. Acurácia do RQD, a intervalos de 5.
A. Muito Ruim	0 - 25	
B. Ruim	25 - 50	
C. Regular	50 - 75	
D. Bom	75 - 90	
E. Excelente	90 - 100	
2) CONDIÇÕES DE COMPARTIMENTAÇÃO DO MACIÇO	J_n	1. Para interseções usar $(3,0 J_n)$ e para emboques usar $(2,0 J_n)$.
A. Descontinuidades esparsas ou ausentes	0,5 - 1,0	
B. Uma família de descontinuidades	2	
C. B mais descontinuidades esparsas	3	
D. Duas famílias de descontinuidades	4	
E. D mais descontinuidades esparsas	6	
F. Três famílias de descontinuidades	9	
G. F mais descontinuidades esparsas	12	
H. Muito fraturado, quatro ou mais famílias de descontinuidades	15	
J. Rocha completamente fragmentada (triturada)	20	
3) CONDIÇÕES DE RUGOSIDADE DAS PAREDES	J_r	1. Acrescentar 1,0 ao valor de J_r quando o espaçamento médio das descontinuidades relevantes for maior que 3,0 m
3.1 Descontinuidades com contato rocha/rocha e sem deslocamento relativo entre as paredes (deslocamento diferencial $<$ 10 cm.)	4	
A. Descontinuidades não persistentes	3	
B. Descontinuidades rugosas ou irregulares, onduladas	2	
C. Descontinuidades lisas, onduladas	1,5	
D. Descontinuidades polidas, onduladas	1,5	
E. Descontinuidades rugosas ou irregulares, planas	1,0	
F. Descontinuidades lisas, planas	0,5	
G. Descontinuidades polidas ou estriadas, planas		
3.2 Descontinuidades sem contato rocha/rocha e com deslocamento relativo entre paredes	1,0	
H. Descontinuidades preenchidas com material de natureza argilosa	1,0	
J. Descontinuidades preenchidas com material de natureza granular		

Tabela 2.4: Classificação dos parâmetros individuais para o índice de qualidade Q - Continuação. Retirado de Cavalcante (1997).

4) CONDIÇÕES DE ALTERAÇÃO DAS PAREDES	J_n	$\phi_r(^{\circ})$	NOTAS
4.1 Descontinuidades com contato rocha/rocha e sem deslocamento relativo entre as paredes			1. ϕ_r : ângulo de atrito residual (indicativo das propriedades mineralógicas dos produtos de alteração)
A. Paredes duras, compactas, com preenchimento de materiais impermeáveis	0,75	---	
B. Descontinuidades sem alteração, pigmentação superficial incipiente	1,0	25 - 35	
C. Paredes levemente alteradas; películas de materiais arenosos ou minerais abrasivos	2,0	25 - 35	
D. Paredes com películas de material silteoso com pequena fração argilosa	3,0	20 - 25	
E. Paredes com películas de material mole (micas, clorita, talco, gesso, grafite, etc.), eventualmente com minerais expansivos	4,0	8 - 16	
4.2 Descontinuidades com contato rocha/rocha e com deslocamento relativo incipiente entre as paredes (deslocamento de referência inferior a 10 cm.)	4,0	25 - 30	
F. Paredes com partículas arenosas, fragmento de rocha, etc.	6,0	16 - 24	
G. Paredes com preenchimentos contínuos e pouco espessos (< 5 mm) de material argiloso fortemente sobreadensado	8,0	12 - 16	
H. Paredes com preenchimento contínuos e pouco espessos (< 5 mm) de material pouco ou medianamente sobreadensado	8,0 - 12,0	6 - 12	
J. Paredes com preenchimento de materiais argilosos expansivos; valores variáveis com a porcentagem dos argilos-minerais expansivos presentes e com a ação conjugada da água intersticial			
4.3 Descontinuidades sem contato rocha/rocha e com deslocamento relativo entre as paredes	6,0	6 - 24	
K. Zonas de preenchimento com fragmentos de rocha e material	8,0	---	
L. argiloso (ver G, H e J para caracterizar as condições das M. argilas)	8,0 - 12,0		
N. Zonas de preenchimento com material arenoso ou silteoso-argiloso, sendo pequena a fração argilosa	5,0	6 - 24	
O. Zonas contínuas de preenchimento com material	10,0 - 13,0		
P. argiloso (ver G, H e J para caracterizar as condições R. das argilas)	13,0 - 20,0		
5) CONDIÇÕES DA AFLUÊNCIA DA ÁGUA	J_w	$u(\text{MPa})$	1. valores aproximados das pressões da água intersticial: reduzir os valores de J_w no caso de instalação de dispositivos de drenagem (C e F) 2. Não são considerados os problemas especiais causados por formação de gelo
A. Escavação a seco ou com pequena afluência de água (<5 l/min)	1,0	< 0,1	
B. Afluência média da água com eventual carregamento do preenchimento	0,66	0,1 - 0,25	
C. Afluência elevada de água em rochas competentes de descontinuidades não preenchidas	0,50	0,25 - 0,98	
D. Afluência elevada de água com carregamento significativo do preenchimento	0,33	0,25 - 0,98	
E. Afluência excepcionalmente elevada de água (ou jatos de pressão), decaimento com o tempo	0,10 - 0,20	> 0,98	
F. Afluência excepcionalmente elevada de água (ou jatos de pressão), sem decaimento com o tempo	0,05 - 0,10	> 0,98	

Tabela 2.5: Classificação dos parâmetros individuais para o índice de qualidade Q - Continuação. Retirado de Cavalcante (1997).

6) CONDIÇÃO DAS TENSÕES NO MACIÇO	SRF	NOTAS
6.1 Zonas de baixa resistência interceptando a escavação		
A. Ocorrências múltiplas contendo material argiloso ou rocha quimicamente decomposta (qualquer profundidade)	10,0	1. No caso de ocorrência de zonas de baixa resistência relevantes, mas não interceptando a escavação, recomenda-se a redução dos valores de SRF de 25% a 50%
B. Ocorrência específica contendo material argiloso ou rocha quimicamente decomposta (profundidade da escavação < 50m)	5,0	
C. Ocorrência específica contendo material argiloso ou rocha quimicamente decomposta (profundidade da escavação > 50m)	2,5	
D. Ocorrências múltiplas de zonas de material cisalhado em rochas competentes, isentas de argila e com blocos desagregados de rocha (qualquer profundidade)	7,5	
E. Ocorrências específicas de zonas de material cisalhado em rochas competentes, isentas de material argiloso (profundidade de escavação < 50m)	5,0	
F. Ocorrências específicas de zonas de material cisalhado em rochas competentes, isentas de material argiloso (profundidade de escavação > 50m)	2,5	
G. Ocorrências de juntas abertas e intenso fraturamento do maciço (qualquer profundidade)	5,0	
6.2 Rochas competentes (comportamento rígido às deformações)		2. No caso de tensões sub-superficiais (ver H), adotar SRF = 5,0 quando a profundidade da abóbada da escavação abaixo da superfície do terreno for menor que a sua dimensão característica (largura do vão)
σ_1, σ_3 : Tensões principais		
σ_c : Resistência a compressão simples		
σ_t : Resistência a tração (carga puntiforme)		
	(σ_c/σ_1) (σ_t/σ_1)	
H. Tensões baixas, sub- superficiais	> 200 >13	
J. Tensões moderadas	10 - 200 0,66 - 13	
K. Tensões elevadas (eventuais problemas de estabilidade nas paredes)	5 - 10 0,33 - 0,66	
L. Condições moderadas de <i>rock burst</i>	2,5 - 0,0 0,16 - 0,33	
M. Condições intensas de <i>rock burst</i>	< 2,5 <0,16	
6.3 Rochas incompetentes (comportamento plástico às deformações)		4. Para maciço muito anisotrópico, introduzir correções de σ_c e σ_t de acordo com os seguintes critérios: a) $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$: reduzir σ_c para $0,8\sigma_c$ e σ_t para $0,8\sigma_t$ b) $\sigma_1/\sigma_3 > 10$: reduzir σ_c para $0,6\sigma_c$ e σ_t para $0,6\sigma_t$
N. Tensões moderadas	5,0 10,0	
O. Tensões elevadas	10,0 - 20,0	
6.4 Rochas expansivas (expansibilidade dependendo da presença de água)		
P. Tensões moderadas	5,0 - 10,0	
R. Tensões elevadas	10,0 - 20,0	

Por último, dentre as classificações destacadas tem-se o GSI, cujo objetivo é aferir a redução da resistência do maciço frente a diferentes condições geológicas, a partir de avaliações em termo da estrutura do maciço rochoso e da condição da superfície das discontinuidades da rocha (Hoek 1994 *apud* Ávila, 2012). Ressalta-se que, segundo Ávila (2012), para que seja possível aplicar o GSI de forma correta, é necessário um bom entendimento da engenharia geológica, uma vez que tal parâmetro fornece uma descrição generalizada.

Entretanto, alguns autores vêm propondo ao longo dos anos modificações no GSI, incluindo alguns parâmetros além dos já utilizados nessa metodologia, cujo objetivo é torná-la cada vez mais precisa (e.g. Sonmez&Ulusay,1999).

Uma atualização recente corresponde a proposta por Hoek et al. (2013) que apresentaram modificações no ábaco do GSI (Figura 2.8), no qual o mesmo passa a ser estimado a partir do fraturamento do maciço rochoso e da qualidade das descontinuidades.

A qualidade das descontinuidades é denominada como $JCon_{89}$, este nome deve-se ao fato de ser considerado as condições das superfícies, conforme definido por Bieniawski (1989) e melhor detalhado no item E da Tabela 2.2.

Entretanto, segundo Hoek et al. (2013) não é sempre que se tem disponíveis os valores de $Jcon_{89}$, dessa forma, o mesmo propôs duas formas alternativas de se obter este valor, conforme mostram as equações 3 e 4 abaixo:

$$JCon_{89}=1,3*JCon_{76} \quad (3)$$

$$JCon_{89}=35*Jr/Ja(1+Jr/Ja) \quad (4)$$

Na Equação 3 é feito o uso do parâmetro $Jcon_{76}$, também obtido por meio de um artigo proposto por Bieniawski (1976), cujos valores para cada condição de descontinuidade podem ser observados na Tabela 2.6:

Tabela 2.6: Parâmetros para condição das descontinuidades, conforme proposto por Bieniawski (1976).

Condição das descontinuidades	Superfície muito áspera Sem continuidade Sem abertura Paredes com resistência alta	Superfície ligeiramente áspera Abertura <1mm Paredes com resistência alta	Superfície ligeiramente áspera Abertura >1mm Rocha com paredes macias	Superfícies polidas com estrias <5mm, juntas contínuas e abertas 1-5mm	Superfícies polidas com estrias <5mm, juntas contínuas e abertas <5 mm
Pontuação	25	20	12	6	0

Já na Equação 4 é usado a razão Jr/Ja , estes parâmetros são obtidos através da classificação proposta por Barton et al. (1974) e melhor detalhados nas Tabelas 2.3 e 2.4.

O outro parâmetro utilizado no ábaco GSI corresponde ao RQD que foi desenvolvido por Deere et al. (1967). Nota-se que tanto o RMR (Bieniawski, 1989) quanto o sistema Q (Barton et al., 1974) fazem uso deste fator, que foi desenvolvido para quantificar a qualidade

das rochas em testemunhos de sondagem. O mesmo é definido como a porcentagem de pedaços inteiros de testemunho com tamanho maior que 10cm e diâmetro de 54,7 mm, conforme ilustrado na Figura 2.7.

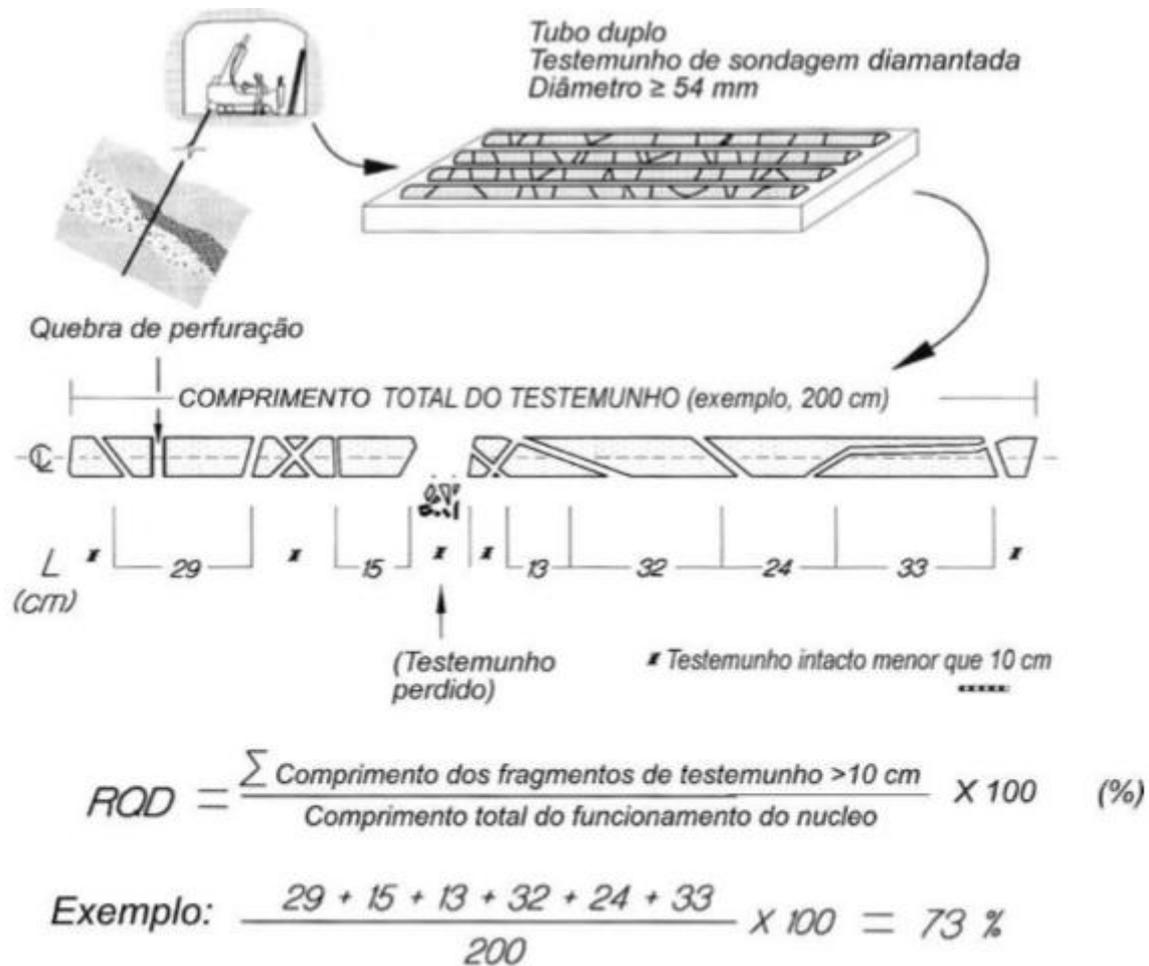


Figura 2.7: Procedimento para medição e cálculo do fator RQD. Retirado de Barbosa (2008) apud Beniavski (1989).

Assim, de posse dos valores de J_{cond89} e RQD, o GSI pode ser determinado conforme a Equação 5:

$$GSI = 1,5 * J_{Cond89} + RQD/2 \quad (5)$$

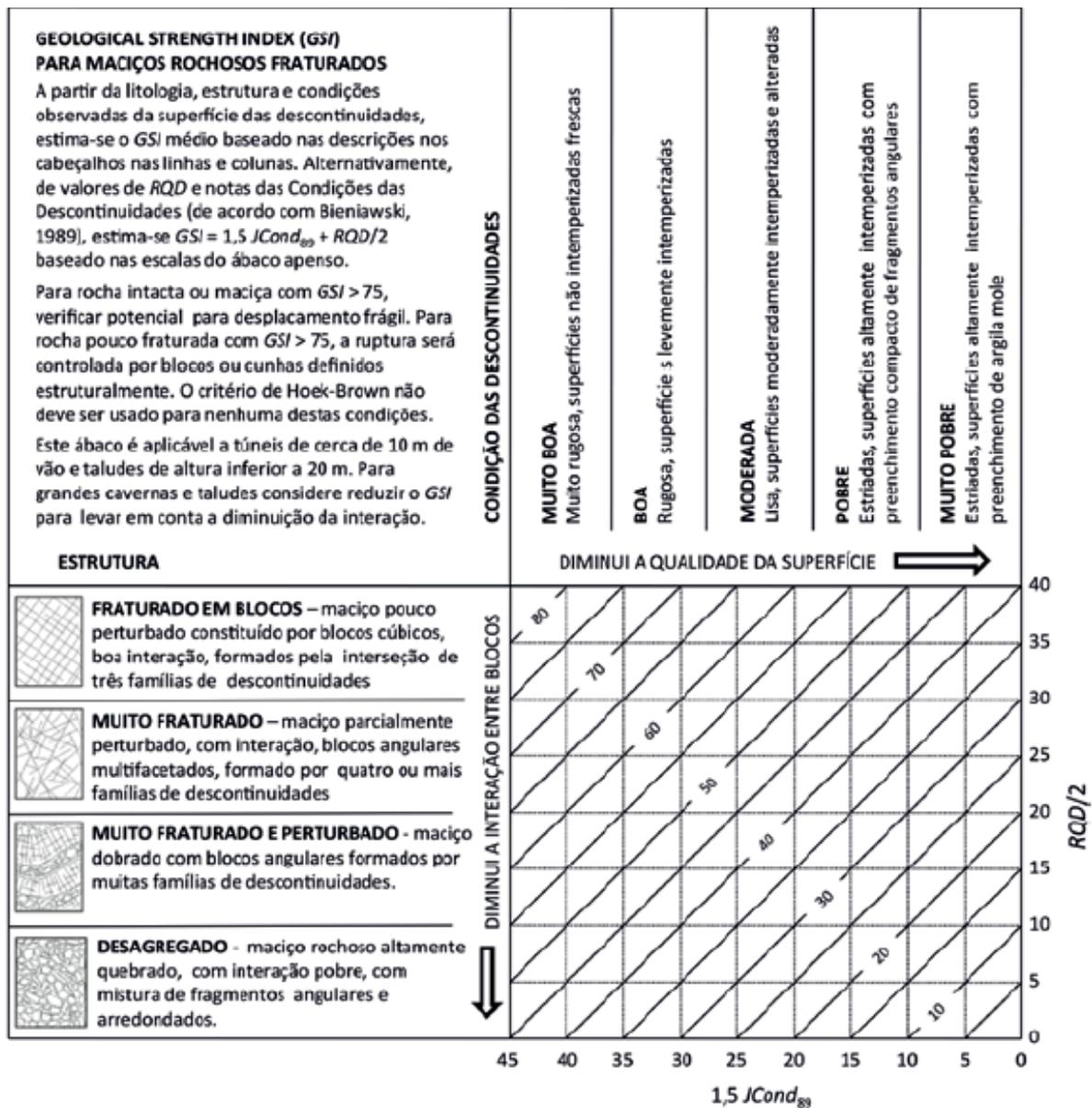


Figura 2.8: Ábaco para quantificação do GSI. Modificado de Hoek et al.(2013).

2.3.CRITÉRIOS DE RESISTÊNCIA

Ao longo dos anos diversos foram os métodos elaborados para quantificar a resistência ao cisalhamento dos maciços rochosos (e.g Barton (1973); Ladanyi&Archambault (1970, 1972); Hoek e Bray (1981); Hoek et al. (1995)) sob diversas formas.

Muitos deles consideram o comportamento do maciço rochoso como uma envoltória linear de ruptura, como por exemplo, o clássico critério de ruptura de Mohr-Coulomb. Entretanto, com a presença de descontinuidades, o comportamento na ruptura dos maciços

rochosos, como um todo, não é linear (Hidalgo, 2002). Com base nesta consideração, outros critérios empíricos de ruptura para maciços rochosos fraturados têm sido apresentados.

Há trabalhos que consideram a presença de descontinuidades, rugosidade das paredes, influência do preenchimento na resistência ao cisalhamento, grau de fraturamento do maciço, e até mesmo o efeito do desmonte.

Na presente dissertação será melhor detalhado apenas os critérios de ruptura, sendo eles os de Mohr-Coulomb, Barton e Chouby e Hoek & Brown, como mostram os seguintes tópicos.

2.3.1. CRITÉRIO DE MOHR-COULOMB

Correspondendo a um dos critérios mais simples e amplamente conhecido, o critério de Mohr-Coulomb (Figura 2.9) é baseado na Teoria do Atrito Interno (Figueiredo, 2016) elaborada em 1900, e consiste em uma envoltória linear, tangenciando o círculo de Mohr, que representa as condições críticas de combinações de esforços principais.

A Equação 6 nos mostra que segundo a teoria de Mohr-Coulomb, não há ruptura se a tensão cisalhante (τ) no plano, não ultrapassar um valor que varia em função da coesão (c), tensão normal (σ_n) e ângulo de atrito (ϕ):

$$\tau = c + \sigma_n \tan \phi \quad (6)$$

Como é de conhecimento e também pontuado por Braida et al (2007), os parâmetros de coesão e ângulo de atrito correspondem a parâmetros intrínsecos ao maciço, pois dependem de propriedades como textura, estrutura, proporções de matéria orgânica, densidade, mineralogia e conteúdo de água.

Segundo Neto (2016) há diversos fatores que podem limitar a aplicação do critério de Mohr-Coulomb, uma vez que a relação entre a tensão normal e cisalhante pode ser não linear. Com isso, o método fica inviável de ser aplicado a alguns tipos de rochas intactas, maciços rochosos e descontinuidades rugosas, pois não estaria representando a real condição de campo.

Entretanto, segundo Assis (2003) há três casos em que o critério de ruptura de Mohr-Coulomb é comumente aceito, como mostra a Tabela 2.7.

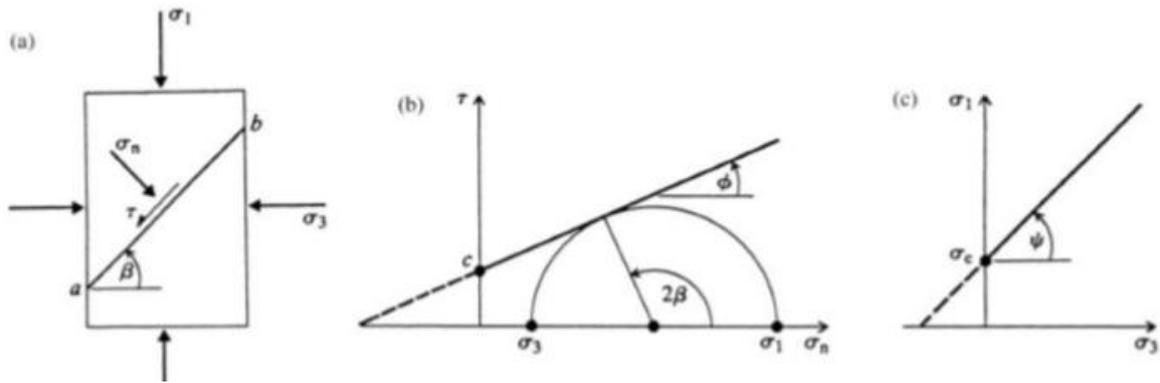


Figura 2.9: Critério de ruptura de Mohr-Coulomb: (a) plano de cisalhamento a-b, (b) envoltória de ruptura em termos de tensão normal e tensão cisalhante, (c) envoltória de ruptura em termos de tensão principal. Retirado de Zhao (2000) in Figueiredo (2016).

Tabela 2.7: Critérios de resistência aceitos para cada tipo de material rochoso. Retirado de Assis (2003).

Descontinuidade	Equação de Mohr-Coulomb	Observações
Plana e lisa	$\tau = \sigma \text{tg} \phi_r$	Neste caso a equação de Barton & Choubey converge para a de Mohr-Coulomb
Parcialmente preenchida	$\tau = \sigma \text{tg} \phi$	Neste caso tg é assumida igual a razão entre os parâmetros Jr e Ja da classificação de Barton et al., 1974 (tg = Jr / Ja)
Preenchimento dominante	$\tau = c_p + \sigma \text{tg} \phi_p$	Os parâmetros de resistência ao cisalhamento dominantes são os do preenchimento

* ϕ_r corresponde ao ângulo de atrito residual e ϕ_p representa o ângulo de atrito de pico.

2.3.2. CRITÉRIO DE BARTON E CHOUBY

O critério de Barton e Chouby (1977) corresponde a uma modificação do critério de Barton-Bandis, sendo o mesmo baseado nas equações desenvolvidas por Barton (1973, 1976). A mudança no critério de ruptura (Equação 7) consiste na substituição do ângulo de atrito básico (ϕ_b) pelo ângulo de atrito residual (ϕ_r), sendo essa alteração obtida através dos resultados de ensaios de ruptura em descontinuidades, considerando diversos graus de intemperismos.

$$\tau = \sigma_n \tan \left(\phi_r + JRC \log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) \right) \quad (7)$$

Sendo τ a resistência ao cisalhamento da descontinuidade, σ_n tensão normal, ϕ_r ângulo de atrito residual, JRC coeficiente de rugosidade da descontinuidade e JCS resistência a compressão simples da parede da descontinuidade.

O coeficiente de rugosidade das descontinuidades (JRC) é determinado através da comparação das superfícies de descontinuidades, com perfis padronizados, publicados por Barton e demais autores (Hoek et al., 1995). Os perfis mais utilizados correspondem aos perfis propostos por Barton e Chouby (1977) e Barton (1987) (Figura 2.10 e Figura 2.11).

Segundo Hoek et al (1995) destaca-se o fato de que os perfis foram reproduzidos em escala total, cujo objetivo é de facilitar a comparação direta com os perfis de rugosidade medidos.

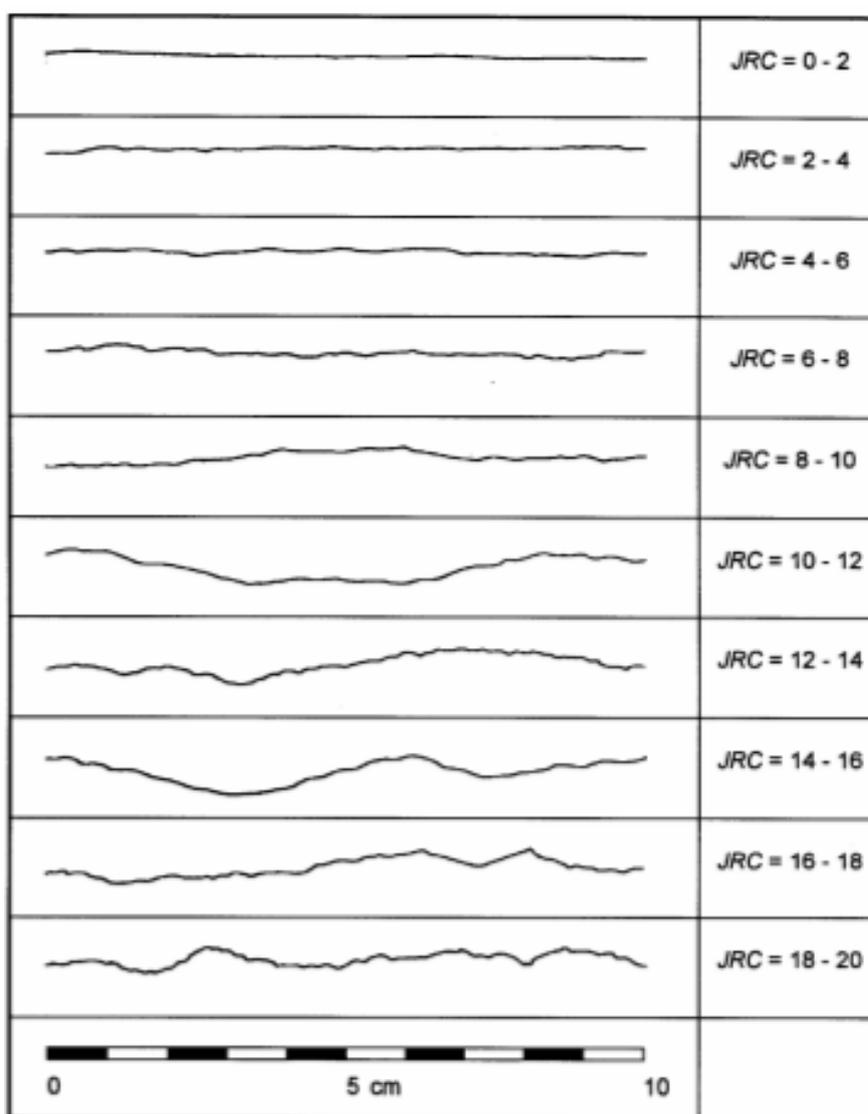


Figura 2.10: Perfis de rugosidade e valores correspondentes de JRC, segundo Barton e Chouby (1977). Retirado de Hoek et al (1995).

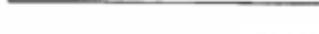
DESCRIÇÃO	PERFIL	J_r	JRC 200mm	JRC 1 m
ÁSPERA LISA POLIDA COM ESTRIAS		4	20	11
		3	14	9
		2	11	8
	RECORTADA			
ÁSPERA LISA POLIDA COM ESTRIAS		3	14	9
		2	11	8
		1.5	7	6
	ONDULADA			
ÁSPERA LISA POLIDA COM ESTRIAS		1.5	2.5	2.3
		1.0	1.5	0.9
		0.5	0.5	0.4
	PLANA			

Figura 2.11: Relação entre o J_r no sistema Q e o JRC para amostras de 200 mm e 1 m. Modificado de Hoek et al (1995).

2.3.3.CRITÉRIO DE HOEK & BROWN GENERALIZADO

Segundo Hoek et al. (2002) o critério de Hoek & Brown (1980, 1980b) foi elaborado na tentativa de fornecer dados básicos para análises necessárias em projetos de escavações de rochas competentes.

Inicialmente, o critério foi baseado em propriedades da rocha intacta, seguido do acréscimo de fatores redutores dessa propriedade, obtidos com base em características do maciço. Para tal, os autores faziam uso do sistema de classificação RMR, proposto por Bieniawski (1989), para poder correlacionar características da rocha intacta e feições geológicas (Hoek et al 2002).

Devido à ausência de outros critérios de ruptura com a mesma abordagem, o critério de Hoek & Brown (1980) passou a ser amplamente utilizado pela comunidade acadêmica e profissional, extrapolando a ideia inicial de aplicação a escavações de rochas competentes.

Em função disso, em 1986, Hoek & Brown (1986) propuseram modificações ao critério de ruptura original, acrescentando a ideia de um maciço rochoso alterado e inalterado, e a introdução de um critério modificado que faça com que a resistência a tração de um maciço rochoso de má qualidade tenda a zero (Hoek et al., 2002).

Novas modificações foram feitas ao longo dos anos, como a substituição do uso da classificação RMR (Bieniawski, 1989) pelo GSI (Hoek, 1994 e Hoek et al., 1995), o acréscimo do fator de perturbação ao maciço (D), dentre outras mudanças, chegando então ao critério de ruptura de Hoek & Brown Generalizado, como mostra a Equação 8:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (8)$$

Onde o valor de m_b corresponde a uma redução da constante do material m_i e é dada pela Equação 9:

$$m_b = m_i \exp \left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D} \right) \quad (9)$$

Os valores de s e a são constantes do material rochoso, e dadas pelas Equações 10 e 11:

$$s = \exp \left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D} \right) \quad (10)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{-GSI/15} - e^{-20/3} \right) \quad (11)$$

Onde σ'_1 e σ'_3 correspondem as tensões principais efetivas, maior e menor, na ruptura, σ_{ci} resistência à compressão uniaxial da rocha intacta, os valores de s e a representam constantes para o maciço rochoso (sendo $s=1$ para a rocha intacta), m_i constante do material da rocha intacta, GSI índice de resistência geológica, desenvolvido por Hoek (1994) e D fator de perturbação do maciço.

Segundo Hoek et al. (2002) o fator D expressa o grau de perturbação a que o maciço rochoso foi submetido devido aos efeitos da detonação e da relaxação de suas tensões. Esse fator assume o valor de zero para maciços rochosos não perturbados e de 1 (um) para maciços rochosos bastante perturbados, como mostra a Tabela 2.8.

Tabela 2.8: Determinação do fator de detonação (D) em função do tipo de desmonte do maciço rochoso. Retirado de Figueireido(2016).

Aparência do Maciço Rochoso	Descrição do Maciço Rochoso	Valor Sugerido para D
	<p>Um desmonte de rocha controlado, ou uma escavação com tuneladora (TBM <i>Tunnelling Boring Machine</i>), de excelente qualidade, resulta em mínima perturbação do maciço rochoso no entorno do túnel.</p>	<p>D = 0</p>
	<p>Uma escavação mecânica ou manual, em maciço rochoso de qualidade pobre (sem desmonte por explosivo), resulta em mínima perturbação do maciço rochoso no entorno do túnel.</p> <p>Onde problemas de <i>squeezing</i> resultam em soerguimento do piso, a perturbação pode ser severa, exceto se um suporte invertido, como mostrado na fotografia, for colocado.</p>	<p>D = 0</p> <p>D = 0,5 (sem suporte invertido)</p>
	<p>Um desmonte de rochas de qualidade muito pobre, em túneis em rocha dura, resulta em danos locais severos, que se estendem 2 ou 3 metros para dentro do maciço rochoso, no entorno da escavação.</p>	<p>D = 0,8</p>
	<p>Desmonte de rocha de pequena escala, em taludes de engenharia civil, resulta em danos modestos ao maciço rochoso, particularmente, se um desmonte controlado é usado, como aquele mostrado no lado esquerdo da fotografia. Entretanto, o alívio de tensões pode resultar em alguma perturbação.</p>	<p>D = 0,7 Desmonte de qualidade boa</p> <p>D = 1,0 Desmonte de qualidade pobre</p>
	<p>Cavas de mina com grandes dimensões estão sujeitas a uma perturbação significativa, devido ao desmonte de rocha para grandes produções, e também devido ao alívio de tensões decorrente da remoção de materiais sobrejacente.</p> <p>A escavação de alguns taludes de mina, em rochas alteradas, é efetuada por meio de uma operação de escarificação consorciada com trator de lâmina. Neste caso, o grau do dano ao talude é menor.</p>	<p>D = 1 Desmonte para produção elevada</p> <p>D = 0,7 Escavação mecânica</p>

Considerando que muitos *softwares* geotécnicos ainda utilizam somente o critério de ruptura de Mohr-Coulomb, torna-se necessário então a determinação dos valores de ângulo de atrito (ϕ) e coesão (c) do maciço rochoso.

Segundo Hoek et al. (2002) estes valores podem ser obtidos através de ajustes no critério de ruptura de Hoek-Brown Generalizado (Equação 8), sendo os valores de c e ϕ obtidos pelas seguintes equações (Equação 12 e 13):

$$c' = \frac{\sigma_{ci} [(1 + 2a)s + (1 - a)m_b \sigma'_{3n}] (s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}}{(1 + a)(2 + a) \sqrt{1 + \frac{6am_b (s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}}{(1+a)(2+a)}}} \quad (12)$$

$$\phi' = \sin^{-1} \left[\frac{6am_b (s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}}{2(1 + a)(2 + a) + 6am_b (s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}} \right] \quad (13)$$

2.4. ESTABILIDADE DE TALUDES EM ROCHA

2.4.1. GEOMETRIA DOS TALUDES

A conformação geométrica de um talude depende basicamente da forma em que se encontra o corpo mineral a ser lavrado, juntamente com as características geomecânicas do maciço rochoso.

O cenário econômico atual também influencia na geometria de uma cava, uma vez que quanto mais íngreme for um talude, menor é a remoção de estéril, com isso, o custo de extração se torna ainda menor. Entretanto, escavações a céu aberto cada vez maiores, somadas ao acréscimo no ângulo de taludes, geram um aumento do risco de instabilidade, tornando necessárias análises não somente a nível global, como também a níveis de rampa e inter-rampa.

A Figura 2.12 elucidada a configuração geométrica dos taludes em uma mina a céu aberto, tanto em termos de cava operacional, condicionado pelo sequenciamento anual de extração, quanto cava final, onde ressalta-se que as avaliações de estabilidade devem ser feitas para ambos os casos, uma vez que há variações na geometria da cava.

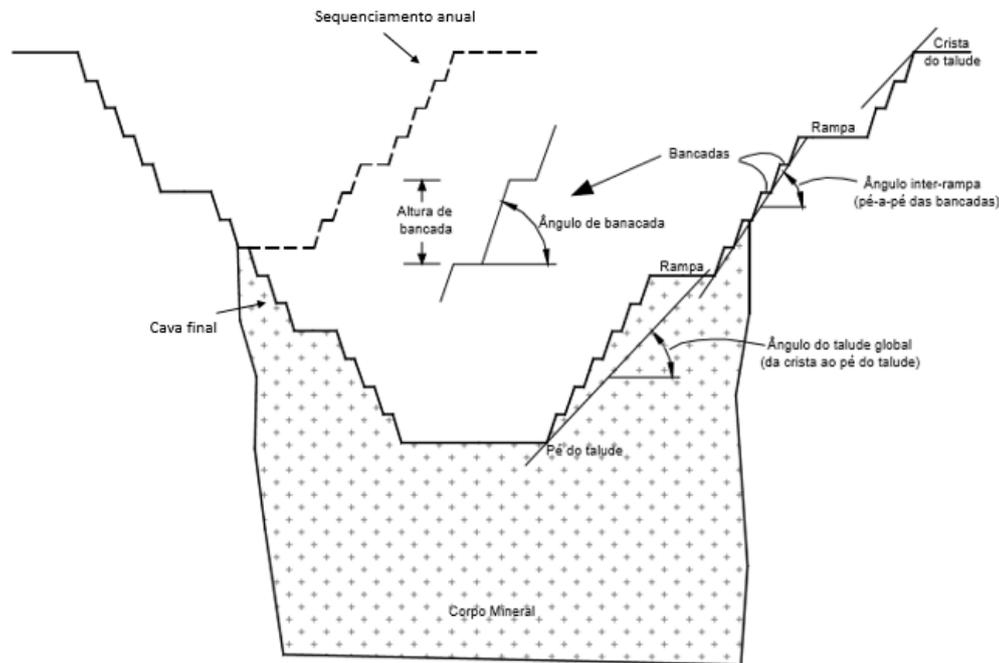


Figura 2.12: Configuração geométrica dos taludes de uma cava a céu aberto. Modificado de Huallanca (2004).

2.4.2.MECANISMOS DE RUPTURA

A escolha das análises de estabilidade para um determinado talude está diretamente relacionada ao conhecimento acerca do maciço rochoso presente na região e dos mecanismos de ruptura a que o mesmo se encontra submetido.

Segundo Neto (2016), quando se tem um predomínio de solo ou rochas muito alteradas, os mecanismos de ruptura são controlados pelas características de resistência da rocha matriz. Ao passo que maciços rochosos compostos por rochas resistentes, passam a ter os seus mecanismos controlados pelas discontinuidades e seus planos de fraqueza.

Dessa forma, conhecer o padrão estrutural existente no maciço rochoso se torna uma das primeiras etapas para a elaboração de análises de estabilidade, onde a correlação da inclinação e direção dos taludes, somados as feições estruturais, permitem agrupar os mecanismos de ruptura em quatro, segundo Hoek&Bray (1981).

RUPTURA PLANAR

As rupturas planares ocorrem quando a direção do plano da discontinuidade é aproximadamente paralela a face do talude, tendo uma diferença inferior a 20° . Segundo

Duncan & Christopher (2005). este valor pode ser explicado pelo fato de que sob condições maiores a 20° há um aumento da espessura de rocha intacta em uma extremidade do bloco, fazendo com que o mesmo tenha força suficiente para resistir ao deslizamento.

Outra premissa para que ocorra a ruptura planar é que o ângulo de inclinação da descontinuidade deve ser menor que o ângulo da face do talude, permitindo que o material acima daquele deslize por gravidade (Figura 2.13).

Segundo Paz et al. (2015) as rupturas planares podem movimentar milhares de metros cúbicos em uma só ruptura, porém para que isto ocorra é obrigatória a existência de descontinuidades laterais que permitam o desprendimento do bloco, além de ser necessário que essas estruturas aflorem, com o ângulo de inclinação do plano de deslizamento maior que o ângulo de atrito do mesmo plano.

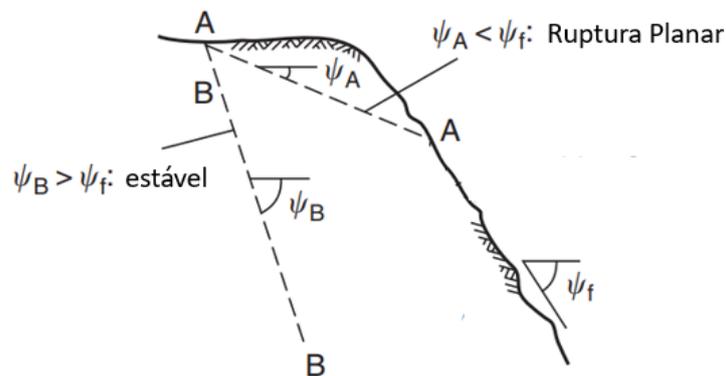


Figura 2.13: Perfil esquemático indicando o mecanismo de ruptura planar formado pela descontinuidade AA, onde o ângulo da descontinuidade (ψ_A) é menor que o ângulo da face do talude (ψ_f). Modificado de Duncan & Christopher (2005).

RUPTURA POR CUNHA

Um maciço rochoso, composto por diferentes sistemas de fraturas, é propício para formação de cunhas, favorecendo assim, a geração de um novo mecanismo de ruptura (Figura 2.14). Para que isto ocorra, é necessária a existência de dois planos de descontinuidades com direções opostas, onde segundo Fiori & Carmignani (2009), a linha formada pelo encontro dos dois planos deve aflorar na superfície do talude, tendo um ângulo de inclinação maior que o ângulo de atrito das descontinuidades.

Dessa forma, nota-se que não há limite de tolerância da direção da descontinuidade em relação à direção da face do talude, como é nas rupturas planares, uma vez que o deslizamento é comandado pelo confinamento lateral imposto pelas próprias descontinuidades.

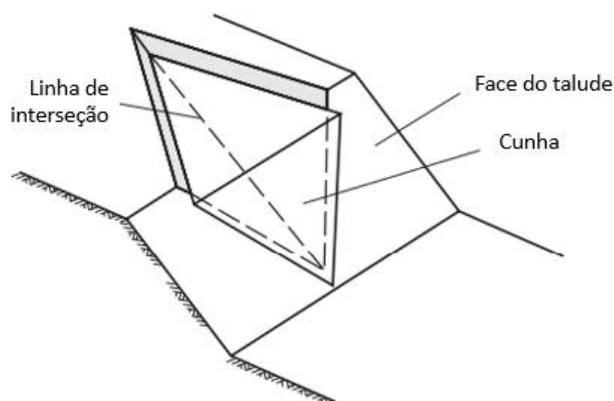


Figura 2.14: Mecanismo de ruptura por cunha. Modificado de Hoek&Bray (1987).

TOMBAMENTO

Segundo De Freitas &Watters (1973) a ruptura formada através do mecanismo de tombamento é melhor observada em maciços rochosos cujas descontinuidades são bem desenvolvidas, como por exemplo, onde há planos de foliações bem persistentes. Quando essas estruturas apresentam direções paralelas, ou, subparalelas à direção da face de um talude, o ângulo de mergulho é elevado e a estrutura mergulha para dentro da face do talude, torna-se susceptível a formação de tombamentos (Figura 2.15).

O movimento de tombamento é devido às forças que causam momentos, acarretando em rotação e/ou flexão de blocos de rocha sobre uma base fixa. Segundo Pereira (2012), em maciços rochosos fraturados, as forças de gravidade e forças exercidas por fluidos dentro das descontinuidades, são as responsáveis pela formação deste mecanismo.

Diferente dos mecanismos de ruptura planar e por cunha, a principal característica dos tombamentos é o colapso progressivo do material rochoso do talude, além do fato de que quando a ruptura ocorre no pé do talude, há a possibilidade de desencadear rupturas secundárias.

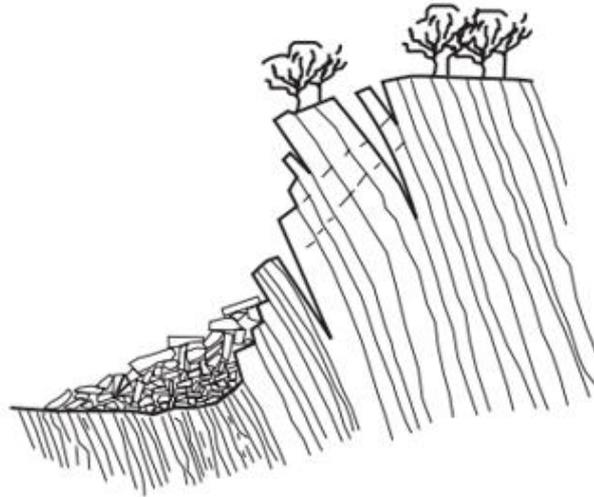


Figura 2.15: Bloco esquemático indicando a condição de tombamento. Retirado de Duncan & Christopher (2005)..

RUPTURA CIRCULAR

As rupturas circulares (Figura 2.16) são mais frequentes em solos porem também podem ocorrer em rocha quando se tem um maciço rochoso muito fraturado, pois devido ao grande número de estruturas, o maciço passa a ter comportamento homogêneo e isotrópico.

Segundo Pereira (2012), as rupturas circulares também podem ocorrer quando o maciço se encontra muito intemperizado, pois neste caso as discontinuidades já não são relevantes, devido à baixa resistência oferecida pela rocha alterada.

A superfície de deslizamento nas rupturas circulares é muitas vezes visível ou inferida nas análises, podendo a mesma apresentar grande variação nas dimensões, movimentando desde poucos metros até grandes volumes de material.

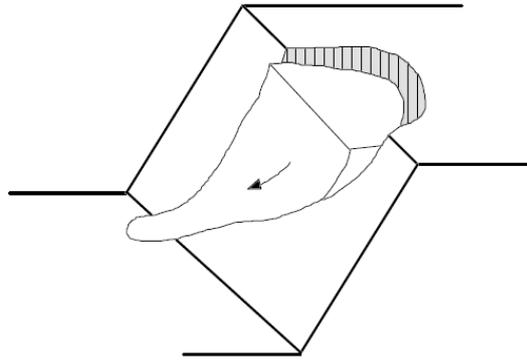


Figura 2.16: Desenho esquemático de uma ruptura circular. Modificado de Duncan & Christopher (2005)..

2.4.3.MÉTODOS DE ANÁLISES DE ESTABILIDADE

Segundo Hoek (2009) o bom *design* de uma escavação a céu aberto deve estar atrelado à segurança, sem deixar de avaliar quesitos como eficiência operacional e econômica. Frente a isto, a gestão em termos de estabilidade dos taludes deve ser feita de forma contínua, tendo início na elaboração dos projetos que buscam determinar a geometria da cava e ao longo de todo processo de extração do recurso mineral.

Há diversas formas e recursos usados nas avaliações em termos de estabilidade dos taludes, como as análises empíricas, ábacos de estabilidade, modelos numéricos, análises probabilísticas, análises cinemáticas, modelos analíticos, dentre outros. Os dois últimos citados são utilizados nos estudos de viabilidade da cava Três Buracos, e serão melhor detalhados no próximo tópico.

MÉTODOS CINEMÁTICOS

As análises cinemáticas correspondem a uma das formas mais simples de avaliar os mecanismos de ruptura aos quais o maciço se encontra submetido, além de contribuir no cálculo da análise de estabilidade.

Para tal, faz-se uso das projeções estereográficas, que permitem representar dados de orientação das discontinuidades em duas dimensões. Como mostra a Figura 2.17, as projeções são feitas em uma esfera de referência, na qual o plano equatorial é horizontal e as direções fixadas em relação ao norte. Como mencionado por Duncan & Christopher (2005)., todo plano ou linha deve ser posicionado de forma imaginária, de modo que o eixo passe pelo

centro da esfera. Quando este plano intercepta a parte inferior da mesma, tem-se então uma projeção em formato de linha na superfície do hemisfério de referência, que no caso das linhas, a projeção corresponde a um ponto.

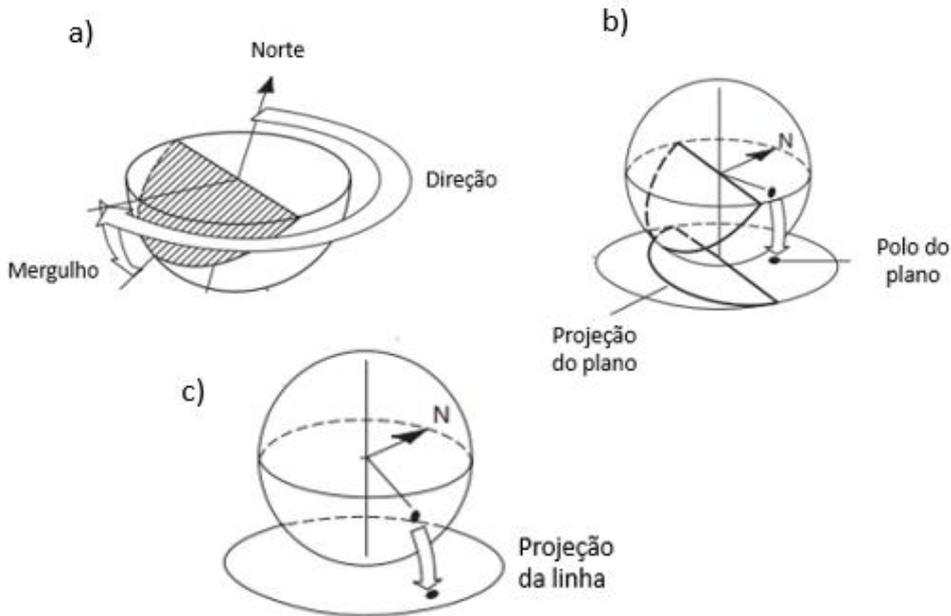
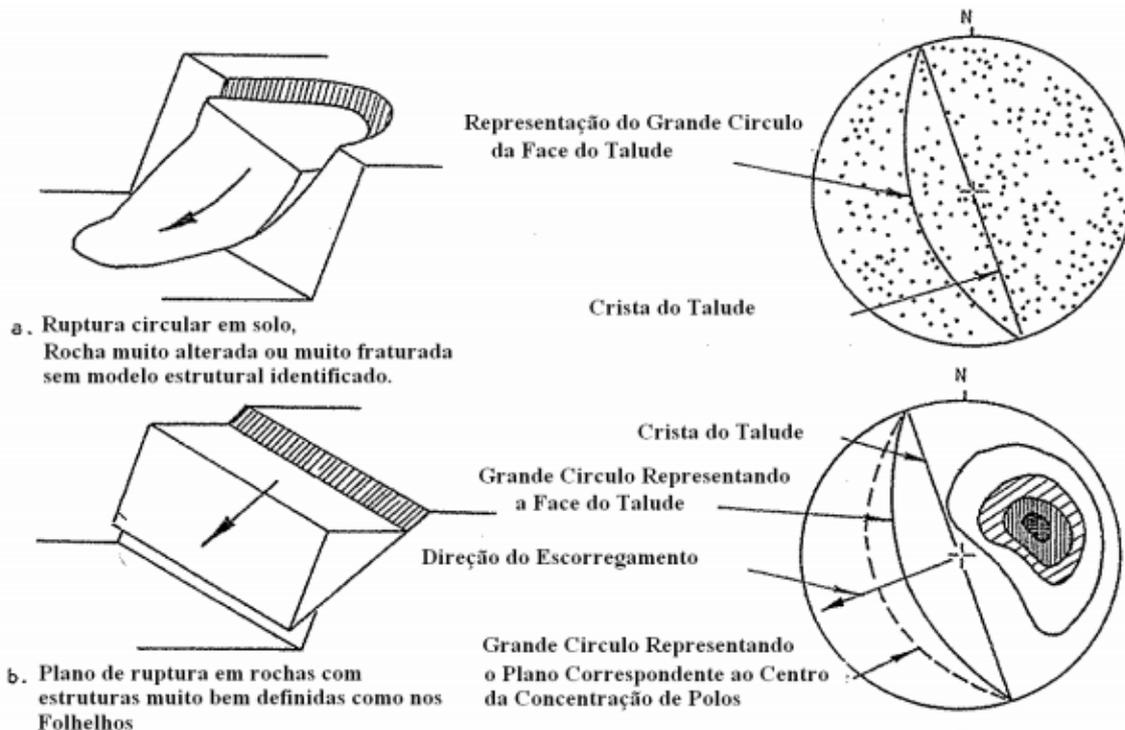


Figura 2.17: Projeções estereográficas indicando como são representadas as orientações das estruturas (a) e como são plotados os planos (b) e linhas (c). Modificado de Duncan & Christopher (2005).

A análise cinemática para os mecanismos de rupturas planar, cunha, tombamento e ruptura circular, são mostradas, de forma simplificada, na Figura 2.18, uma vez que se sabe que para um talude real, há várias estruturas presentes, podendo dar origem a mais de um mecanismo de ruptura.



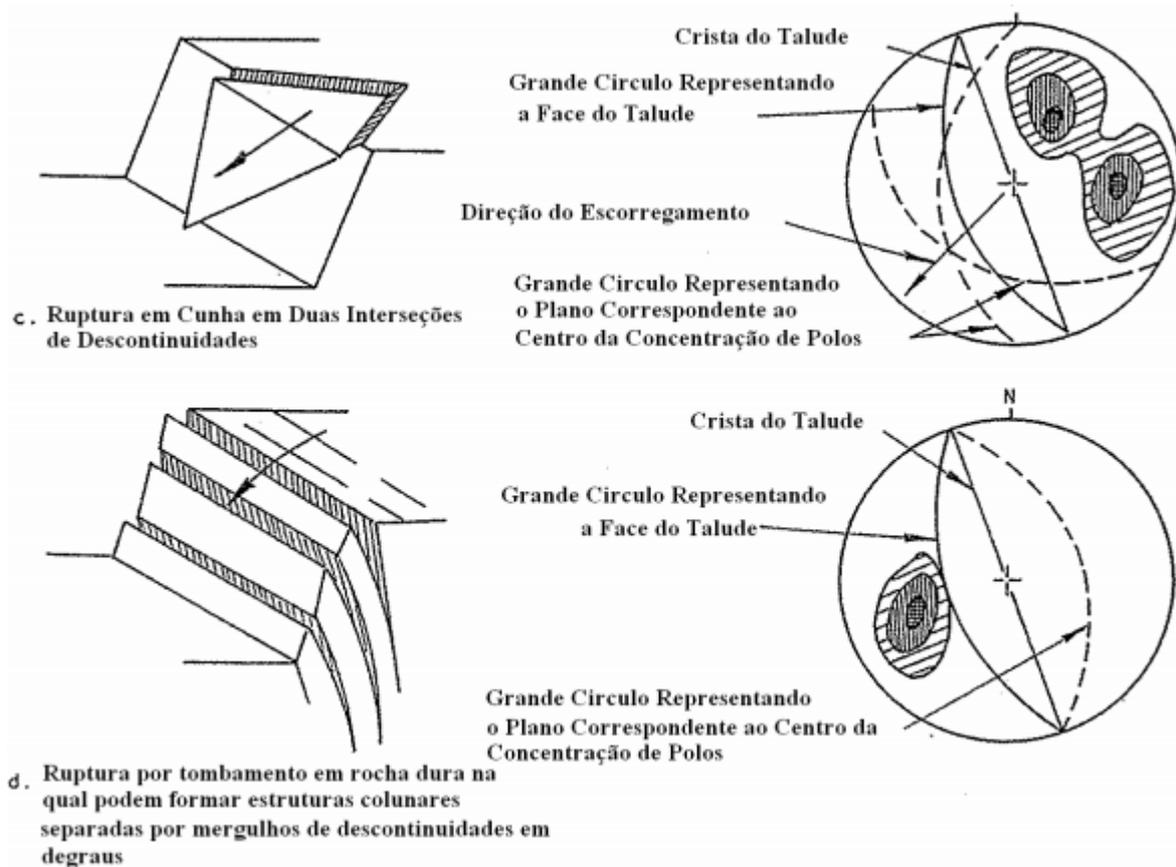


Figura 2.18: Mecanismos de ruptura e suas respectivas análises cinemáticas. Retirado de Hoek e Bray (1981).

MÉTODOS ANALÍTICOS

Segundo Reis (2010), os primeiros métodos de análises são ditos como convencionais, e tem como objetivo prever a possibilidade de ruptura através do estudo das forças que atuam ao longo de uma determinada superfície potencial de ruptura.

O método de equilíbrio limite corresponde a um dos métodos convencionais mais populares, e possuem vantagens pela simplicidade de utilização e um baixo número de requisitos como parâmetros de entrada, podendo as análises serem feitas de forma relativamente rápida usando programas comercialmente disponíveis.

Entretanto, há também uma série de desvantagens em relação a este método. Benko (1997) cita algumas situações, como a dificuldade de incorporar as tensões confinantes, o fator tempo também não é considerado, e em condições geológicas complexas há dificuldades de sua aplicação.

Também não se considera a deformação do material, dessa forma, a condição de equilíbrio é determinada apenas pelas forças e/ou momentos. Segundo Pinheiro (2014) o somatório das forças e/ou momentos resistentes à ruptura é comparado com o das forças e/ou momentos que induzem ao deslizamento. A razão entre estas forças ou momentos é chamada fator de segurança (FS), onde se consideram estáveis, ou em equilíbrio, os taludes cuja relação entre os esforços resistentes e atuantes é maior que um.

Há duas formas de elaborar as análises de estabilidade, podendo ser através do equilíbrio dinâmico ou estático (Giani, 1992). Para o caso das análises com base o equilíbrio estático considera-se a possibilidade cinemática de cada bloco exposto na face dos taludes deslizar ou romper, envolvendo as forças peso, forças devido à percolação da água pelas discontinuidades, forças resistentes e instabilizadoras.

Na seção 2.4.2 foram mostradas as situações geométricas que poderiam resultar em rupturas planares, cunhas, tombamentos e circulares. Contudo, não considera a dimensão dos blocos e, por conseguinte não fornece um valor esperado de fator de segurança. Nesta seção têm-se métodos para o cálculo do FS que incorpora a geometria dos taludes, planos de discontinuidades, forças cisalhantes atuantes, ocorrência de trincas e presença de água.

No caso de rupturas planares o cálculo do fator de segurança pode ser obtido pela seguinte equação (Equação 14):

$$FS = \frac{cA + (W \cos \psi_p - U - V \sin \psi_p) \tan \phi}{W \sin \psi_p + V \cos \psi_p} \quad (14)$$

Onde C representa a coesão, A a área do plano de deslizamento e ϕ o ângulo de atrito. Já os parâmetros W, U, V e ψ_p são melhores observados na Figura 2.19 e correspondem a força peso (W), força devido à pressão de água na superfície de deslizamento (U), força devido a pressão de água na trinca de tração (V) e ângulo de mergulho do plano deslizante (ψ_p).

Vale a pena ressaltar que como mostra a Equação 14, a presença de água é duplamente negativa, pois aumenta a força favoráveis ao deslizamento e diminui as forças resistentes.

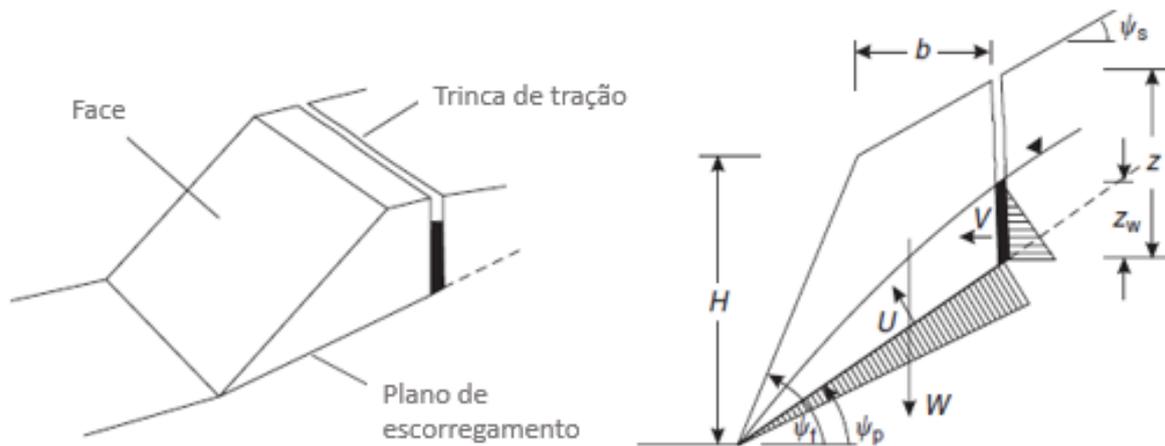


Figura 2.19: Geometria da ruptura planar com presença de trinca de tração na parte superior do talude. Modificado de Duncan & Christopher (2005).

O cálculo do FS para rupturas em cunha (Hoek et al., 1973) segue o mesmo princípio das rupturas planares, ou seja, tem-se o somatório das forças e/ou momentos resistentes à ruptura dividido pelo somatório das forças e/ou momentos que induzem ao deslizamento. Porém é mais trabalhoso, pois possui um número maior de parâmetros (Equação 15) uma vez que considera dois planos de deslizamentos (Figura 2.20).

$$FS = \frac{3}{\gamma_R H} (c_A X + c_B Y) + \left(A - \frac{\gamma_W}{2\gamma_R} X \right) \text{tag} \phi_A + \left(B - \frac{\gamma_W}{2\gamma_R} Y \right) \text{tag} \phi_B \quad (15)$$

Onde C_A e C_B correspondem aos valores de coesão dos respectivos planos A e B., ϕ_A e ϕ_B correspondem aos valores de ângulo de atrito dos planos A e B, γ_w peso específico da água, γ_w peso específico da rocha e H a altura total da cunha.

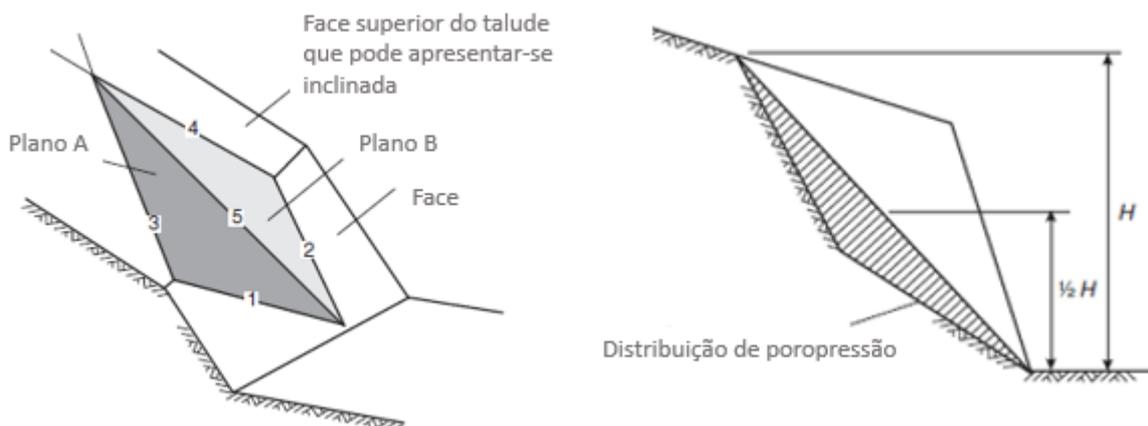


Figura 2.20: Blocos diagramas esquemáticos indicando a geometria da cunha usada para as análises de estabilidade. Tem-se nas imagens a numeração das linhas dos planos de interseção e uma vista indicando a altura total da cunha, juntamente com a distribuição da poropressão. Modificado de Duncan & Christopher (2005).

Já os parâmetros A, B, X e Y são fatores adimensionais e dependem da geometria da cunha. Os mesmos são obtidos de acordo com as seguintes equações (Equações 16 a 19):

$$X = \frac{\text{sen}\theta_{24}}{\text{sen}\theta_{45}\text{cos}\theta_{2na}} \quad (16)$$

$$Y = \frac{\text{sen}\theta_{13}}{\text{sen}\theta_{35}\text{cos}\theta_{1nb}} \quad (17)$$

$$A = \frac{\text{cos}\psi_a - \text{cos}\psi_b\text{cos}\theta_{na.nb}}{\text{sen}\psi_5\text{sen}^2\theta_{na.nb}} \quad (18)$$

$$B = \frac{\text{cos}\psi_b - \text{cos}\psi_a\text{cos}\theta_{na.nb}}{\text{sen}\psi_5\text{sen}^2\theta_{na.nb}} \quad (19)$$

Os valores angulares indicados nas equações acima são obtidos através das projeções estereográficas dos planos de descontinuidades A e B, juntamente com as direções dos planos dos taludes. A Figura 2.21 representa a projeção dos planos presentes na Figura 2.20 no estereograma, assim como os valores necessário para o cálculo do FS.

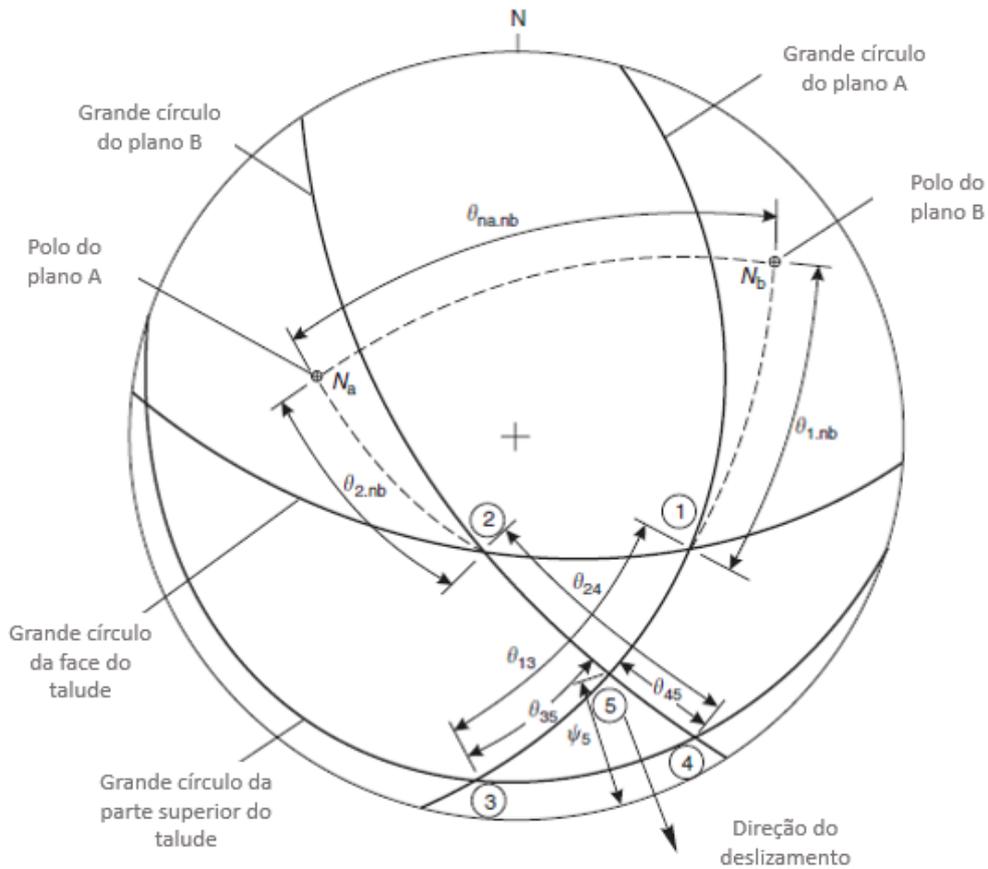


Figura 2.21: Estereograma dos dados necessários para o cálculo do fator de segurança em cunha. Modificado de Duncan & Christopher (2005).

Para o caso de rupturas por tombamentos, a análise efetuada por meio do equilíbrio limite mais difundida na prática de engenharia é a proposta por Goodman & Bray (1976), onde o talude é subdividido em uma série de blocos em uma base em forma de escadaria. Como mostra a Figura 2.22, as forças que atuam no bloco são resolvidas através da decomposição em forças paralelas e normais a sua base.

O primeiro passo para realização da análise de estabilidade é calcular a dimensão de cada bloco, sendo a altura representada pelo y_n e a largura Δx . O mergulho na base de cada bloco é representado pelo ψ_p e o ângulo de mergulho do plano ortogonal que forma a face de cada bloco é o ψ_d . A altura do talude é definida pela letra H e o ângulo da face do talude ψ_f , enquanto a inclinação da parte superior da crista do talude corresponde a ψ_s .

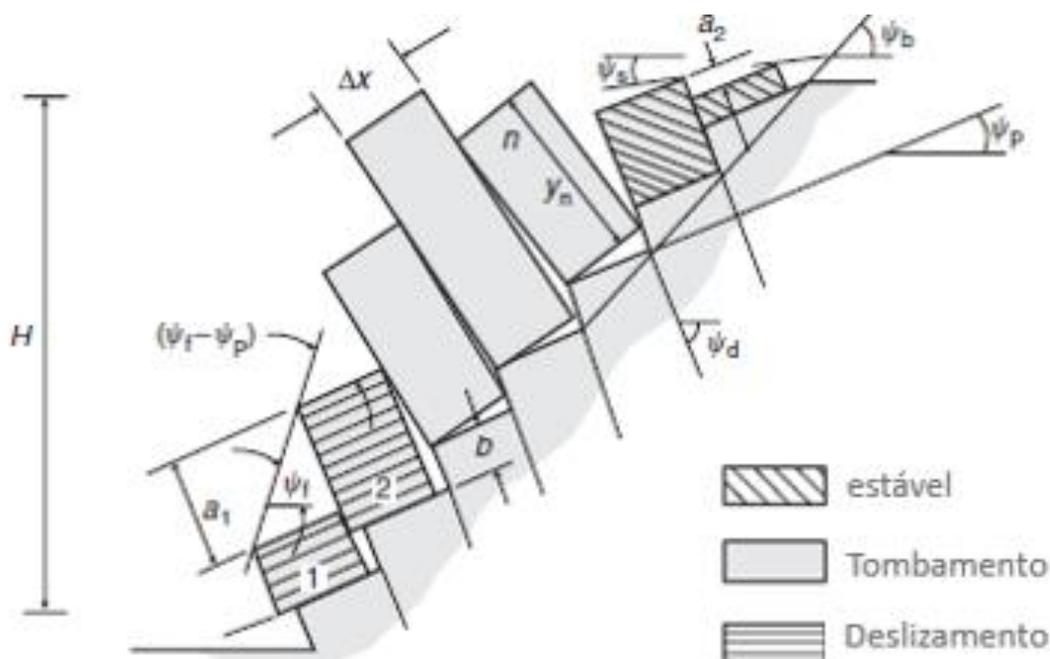


Figura 2.22: Princípios do equilíbrio limite para a análise de tombamento. Retirado de Goodman e Bray, 1976).

Após determinar a dimensão de cada bloco, passa-se a definir então as forças atuantes em cada um deles, partindo do topo em direção ao pé do talude.

Conforme mostra a Figura 2.23, são definidas as forças:

- O peso W_n do bloco n ;
- A força P_n produzida como resultado do tombamento do bloco $(n+1)$ imediatamente acima;
- A reação P_{n-1} proveniente do bloco $(n-1)$ imediatamente abaixo;
- Forças de atrito desenvolvidas nas faces laterais dos blocos;
- Forças normais R_n e tangenciais S_n atuando na base do bloco.

Segundo Pereira (2012) após a definição da dimensão do bloco, seguido das forças atuantes em cada um deles, deve-se adotar um procedimento de cálculo para obtenção do fator de segurança. Inicialmente determina-se as forças normal (R_n) e tangencial (S_n) que agem em cada bloco. A partir disto tem-se o FS do talude através de um processo iterativo: Os ângulos de atrito são variados até obter FS=1 do bloco inferior, o ângulo de atrito necessário ao equilíbrio limite é ϕ_r e se o ângulo de atrito na base dos blocos for ϕ_b , então se tem o fator de segurança.

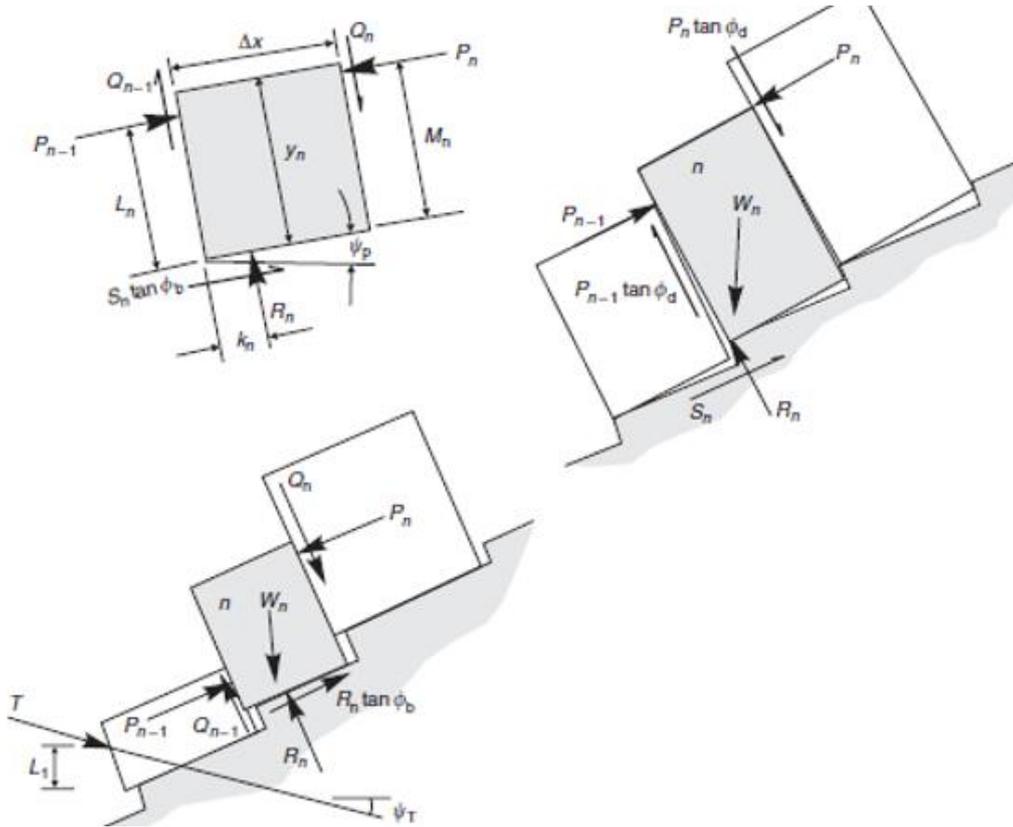


Figura 2.23: Blocos diagramas indicando as forças que atuam no bloco, de forma a gerar a queda e deslizamento do n-ésimo bloco. Retirado de Goodman e Bray, 1976).

As equações necessárias para o cálculo são (Equação 20 a 23):

$$P_{n-1,t} = \frac{P_n(M_n - \mu\Delta x) + \left(\frac{W_n}{2}\right)(h\text{sen}\alpha - \Delta x\text{cos}\alpha)}{L_n} \quad (20)$$

$$R_n = W_n\text{cos}\alpha - (P_{n-1,t} - P_n)\text{tg}\phi_d \quad (21)$$

$$S_n = W_n\text{sen}\alpha - (P_{n-1,t} - P_n) \quad (22)$$

$$FS = \frac{\text{tang}\phi_b}{\text{tang}\phi_r} \quad (23)$$

Por último, têm-se as rupturas circulares, que ocorrem não somente em solo como também em maciços rochosos fraturados ou em rochas com alto grau de intemperismo. Em tais materiais as rupturas ocorrem ao longo de uma superfície que se aproxima do formato circular.

Há diversos trabalhos que consideram este tipo de ruptura, sendo que os mais convencionais possuem como premissas estudar a superfície através da divisão da massa

deslizada em lamelas (Figura 2.24), além de assumir um fator de segurança constante ao longo de toda massa rochosa.

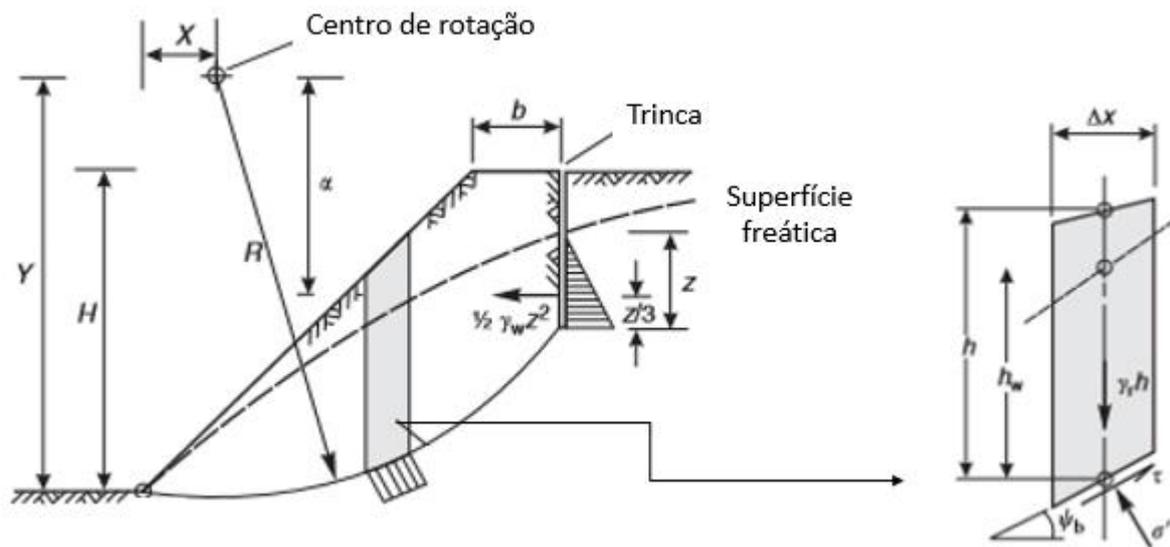


Figura 2.24: Variáveis consideradas no critério de Bishop Simplificado, aplicado para o caso de rupturas circulares. Modificado de Duncan & Christopher (2005).

Como apresentado por Campos (1985), as equações que satisfazem o equilíbrio, somadas ao critério de ruptura adotado, não são suficientes para fornecer um resultado, pois o número de incógnitas é maior que o número de equações para solucionarem o problema, dessa forma, ao longo dos anos foram desenvolvidas diferentes hipóteses para resolver a indeterminação existente que, por conseguinte deram origem a diferentes métodos de análise, sendo alguns dos métodos simplificados na Tabela 2.9, conforme descrito por Campos (1985).

Tabela 2.9: Métodos Convencionais de análise da estabilidade de taludes e suas considerações. Modificado de Campos (1985).

Métodos de Análises	Considerações
Bishop Simplificado	<ul style="list-style-type: none"> - Superfície de ruptura circular - Divide a massa deslizante em lamelas - Considera a resultante das forças interlamelares horizontal e as forças cisalhantes entre lamelas como nulas
Janbu Simplificado	<ul style="list-style-type: none"> - Superfície de ruptura qualquer - Resultante das forças interlamelares é horizontal e um fator empírico (f_0) é utilizado para considerar as forças cisalhantes interlamelares

Janbu Generalizado	<ul style="list-style-type: none">- Superfície de ruptura qualquer- Resultante das forças interlamelares é determinada por uma linha de empuxo assumida
Spencer	<ul style="list-style-type: none">- Superfície de ruptura qualquer- Resultante das forças interlamelares tem inclinação constante através da massa deslizante
Morgenstern-Price	<ul style="list-style-type: none">- Superfície de ruptura qualquer- A direção da resultante das forças interlamelares é determinada pelo uso de um função arbitrada, onde λ é um fator da função que deve satisfazer o equilíbrio de forças e momentos e as lamelas de espessura finita

3.METODOLOGIA

De forma a atender os objetivos caracterizados no item 1.2, a pesquisa foi dividida em três etapas que compreendem a revisão e compilação de dados pré-existentes, caracterização geomecânica do maciço rochoso e definição dos parâmetros geométricos.

3.1.REVISÃO E COMPILAÇÃO DE INFORMAÇÕES PRÉVIAS

Durante a primeira etapa, foi realizada uma revisão bibliográfica geral, a qual inclui estudos relacionados à caracterização e classificação dos maciços rochosos, elaboração de modelos tridimensionais, mecanismos de rupturas em solos e rochas, métodos de análises de estabilidade, além de uma revisão do contexto geológico regional e local, a que o projeto se encontra inserido.

Concomitantemente, foi feito um levantamento dos dados existentes nessa região, a partir do estudo de relatórios internos, sendo os mesmos essenciais para elaboração do projeto, principalmente no que se refere ao entendimento estrutural na região da cava.

3.2.CARACTERIZAÇÃO GEOMECÂNICA

A caracterização geomecânica do maciço rochoso foi obtida através da compilação de diferentes estudos, que envolveram tanto trabalhos de campo como em laboratório, melhor detalhados nos itens abaixo.

3.2.1. MAPEAMENTO GEOMECÂNICO

Por se tratar de uma área ainda sem atividade, foi feito inicialmente um reconhecimento de campo na região da cava e em suas proximidades, tendo como objetivo fazer um levantamento estrutural das descontinuidades presentes, e avaliar o comportamento do maciço rochoso nas regiões de antigos garimpos.

3.2.2. DESCRIÇÕES GEOLÓGICO-GEOTÉCNICAS DE FUROS DE SONDAGEM

As descrições geológico-geotécnicas dos furos de sondagens (furos executados por meio de sondagens rotativas, cujo princípio é a obtenção de amostras de rochas representativas) foram feitas utilizando a metodologia RMR (Bieniawski, 1989), Q (Barton et al 1974) e GSI (Hoek et al 2013).

Foi feito um compilado de todos furos exploratórios executados ao longo da campanha de 2005, tendo como desígnio descrever os furos locados na região da cava. Entretanto, estes furos se encontram serrados, dessa forma, os parâmetros RQD, número de fraturas e número de famílias, necessários para obter a qualidade do maciço, foram obtidos através da avaliação de fotos, retiradas antes de que os furos fossem serrados.

Para obtenção dos parâmetros citados acima, usou-se o *softwaremeasure*, a qual se mantinha a escala dos testemunhos de sondagem, fato este de suma importância para o levantamento do RQD.

Uma nova campanha de sondagem foi realizada no início de 2018, tendo como objetivo adensar a malha nas regiões onde a mesma se encontrava espaçada. Estes furos também foram descritos, porém sendo todos os parâmetros retirados dos furos de sondagem antes de serem serrados.

3.2.3. ELABORAÇÃO DO MODELO DE CLASSES GEOMECÂNICAS

De forma a obter uma representação mais próxima da realidade do local estudado, optou-se por fazer uso de modelagens geomecânicas tridimensionais, uma vez que as mesmas apresentam vantagens em relação aos modelos bidimensionais, como por exemplo avaliar a influência do maciço rochoso em relação a geometria da cava, em todas as direções, auxiliar na elaboração de seções para análises de estabilidade, ou até mesmo avaliar tendências nas áreas ainda não mapeadas.

Com isso, dentre os programas disponíveis para modelagens 3D, os *softwares LeapfrogGeo 4.2* e *Datamine (Studio3)* foram os escolhidos para interpretar os dados e fornecer uma representação dinâmica das qualidades do maciço, encontradas na região da cava Três Buracos.

A partir do modelo gerado, foram definidas as seções e seus respectivos contatos geomecânicos para elaboração das análises de estabilidade, assim como os intervalos selecionados para realização de ensaios de laboratório.

3.2.4. ENSAIOS DE LABORATÓRIO

Para realização dos ensaios em rocha foi aproveitado os testemunhos gerados a partir da campanha de sondagem realizada no início de 2018, com o intuito de determinar os parâmetros de resistência e deformabilidade da rocha intacta, através dos ensaios de compressão uniaxial e triaxial, segundo as recomendações do ISRM (1981).

Como apresentado acima, as amostras separadas para a realização dos ensaios foram definidas com base no modelo de classes geomecânicas, totalizando seis litotipos distintos, sendo ensaiados quatro corpos de prova para cada um deles.

Embora tenham sido selecionadas as amostras para o ensaio em rocha, os mesmos não puderam ser executados a tempo de serem apresentados na dissertação, devido a estratégias da empresa *LeaGold Mining Corporation*, em relação a cava Três Buracos. Dessa forma foi feito um compilado acerca dos ensaios já existentes da mina de Pilar de Goiás, localizada próximo a região da cava Três Buracos, com mostra a Figura 4.1

Além deste compilado os parâmetros também foram obtidos através do uso do *software RocLab* da *Rocscience*, sendo considerados como *inputs* para o programa, os resultados obtidos através das classificações geomecânicas.

3.3.DEFINIÇÃO DOS PARÂMETROS GEOMÉTRICOS

Tendo sido levantadas todas as informações acima designadas, deu-se início à elaboração das análises de estabilidade, sendo avaliadas de forma individual as regiões cujo maciço predominante era composto por rocha ou solo.

O método de análise por equilíbrio limite foi o utilizado. Neste método se considera análises por meio de lamelas ou blocos ao longo de uma superfície potencial de ruptura, tendo como resultado final o fator de segurança que é assumido como constante ao longo de toda superfície (Cavalcante, 1997).

Os programas *Dips*, *RocplaneSwedge*, também da *Rocscience*, foram utilizados para as análises do maciço rochoso, tendo como principal objetivo, avaliar a formação de rupturas planares, a formação de tombamentos, assim como rupturas do tipo em cunha nos taludes finais da cava Três Buracos.

Como premissa para as análises, foi adotado o fator de segurança de 1.5 para geometria da cava final e 1.3 para geometrias geradas a partir dos sequenciamentos anuais. Desta forma, os taludes avaliados, cujos resultados fossem inferiores aos de premissa de projeto, tiveram suas geometrias refeitas.

De forma geral, para definição dos parâmetros geométricos adequados para garantir a estabilidade da cava Três Buracos, foram adotadas as seguintes etapas:

- Definição de setores
- Determinação dos mecanismos de instabilidade
- Definição dos métodos de análises para os mecanismos definidos
- Avaliação em escalas de bancada, entre rampas e global.

4. ESTUDO DE CASO: MINA TRÊS BURACOS

4.1. DESCRIÇÃO DA ÁREA DE ESTUDO

Pertencente a empresa *Leagold Mining Corporation*, a Mina Três Buracos corresponde a um depósito em pré-viabilidade, situado próximo a cidade de Pilar de Goiás, e a aproximadamente 262km da cidade de Goiânia (Figura 4.1). Além do projeto da cava, têm-se também duas minas subterrâneas operantes, denominadas como Pilar e Maria Lázara e uma mina cujas atividades de extração foram suspensas, denominada como Caimar.

A região de Pilar de Goiás corresponde a uma importante província aurífera do Brasil, tendo sua história iniciada em 1736 por meio de escravos foragidos, que encontraram além de abrigo, uma fonte potencial de ouro (Teixeira, 2012).

Com o passar dos anos a atividade garimpeira permaneceu presente na cidade de Pilar de Goiás e seus arredores, até que em 1972 a mineradora Montita Ltda deu início aos estudos exploratórios (Teixeira, 2012), seguido de outras empresas, até se encontrar no cenário e conjunturas atuais.

Contextualizar a atividade garimpeira ao longo de toda essa região se torna uma atividade de grande relevância para o presente trabalho, uma vez que a cava Três Buracos se encontra locada sobre um antigo garimpo.



Figura 4.1: Contextualização da cava Três Buracos em relação às outras minas pertencentes a empresa *LeaGold Mining Corporation*, assim como em relação à cidade de Pilar de Goiás.

Em termos de geometria, o projeto da cava final Três Buracos, representada pela cor cinza na Figura 4.2, possui taludes com altura máxima de 170 metros, ao passo que o projeto da cava operacional do primeiro sequenciamento de lavra, representada pela cor azul e vermelha na Figura 4.2, apresenta taludes com altura máxima de 130 metros. Nota-se que o talude a noroeste da cava operacional já será desenvolvido em sua geometria final, fato este que deverá ser levado em consideração nas análises de estabilidade para validação da geometria da cava em estudo.

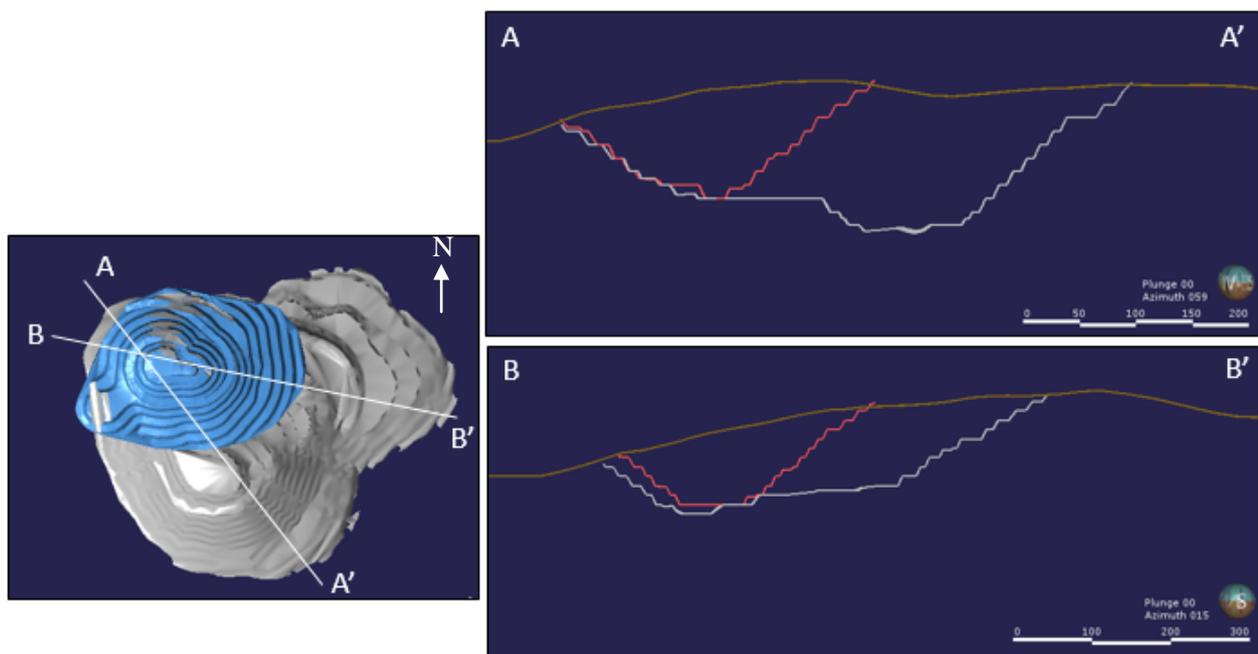


Figura 4.2: Cavas operacional e final Três Buracos, destacando duas seções indicadas como A e B, além da topografia do terreno na cor marron.

4.2.GEOLOGIA REGIONAL

Segundo Pimentel et al. (2000) é possível definir que a área de estudo se encontra inserida na Província Tocantins, sendo a mesma limitada pelos Crátons Amazônico e do São Francisco, a oeste e leste respectivamente. A província também abrange três importantes faixas de dobramentos, reconhecidas como Araguaí, Paraguai e Brasília.

Neste contexto, a região da cava Três Buracos está localizada na Faixa Brasília, sendo de forma mais específica localizada no Maciço de Goiás (Teixeira, 2012). Este Maciço é

composto por cinco faixas vulcano sedimentares, definidas como Faina, Serra de Santa Rita, Crixás, Guarinos e Pilar, que estão limitadas por seis complexos gnáissicos (Uv, Caiçara, Anta, Caimar, Moqum e Hidrolina) com associaçes do tipo Granito-GreestoneBelts (Figura 4.3) (Teixeira 2012).

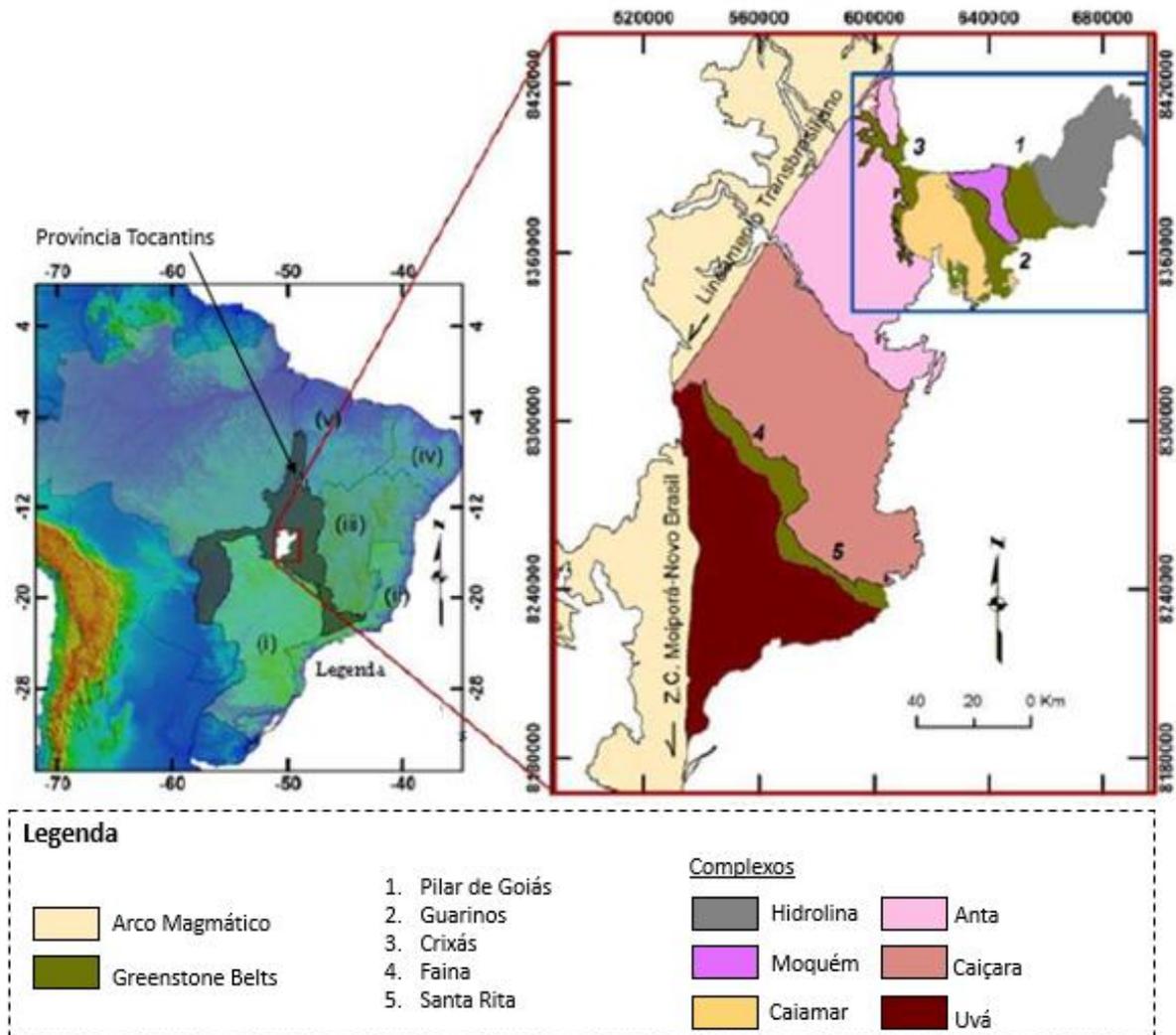


Figura 4.3: Mapa indicando a localizaço da Provncia Tocantins, com destaque para o Maciço de Gois e suas subdivises. Modificado de Teixeira (2012).

4.3.GEOLOGIA LOCAL

De forma geral, os greestonesbelts possuem um compartimento basal, onde predominam rochas metavulcnicas e uma porço superior com predominncia de rochas sedimentares (Sousa, 2011). Dentre as cinco faixas de ocorrncia dos greestonesbelts, apresentadas na Figura 4.3, a rea de estudo se encontra, de forma mais precisa, no greestonebelts Pilar.

Localizado mais a norte do Maciço Goiás, o greenstonebelt de Pilar de Goiás limita-se a oeste por um conjunto de duas falhas com o Bloco Moquém, e a leste pelo complexo Hidrolina (Donato, 2011). Em termos estratigráficos, Jost & Oliveira (1991) subdividiram as rochas supracrustais dessa faixa nas formações: Córrego Fundo, Cedrolina, Boqueirão e Serra do Moinho (Figura 4.4).

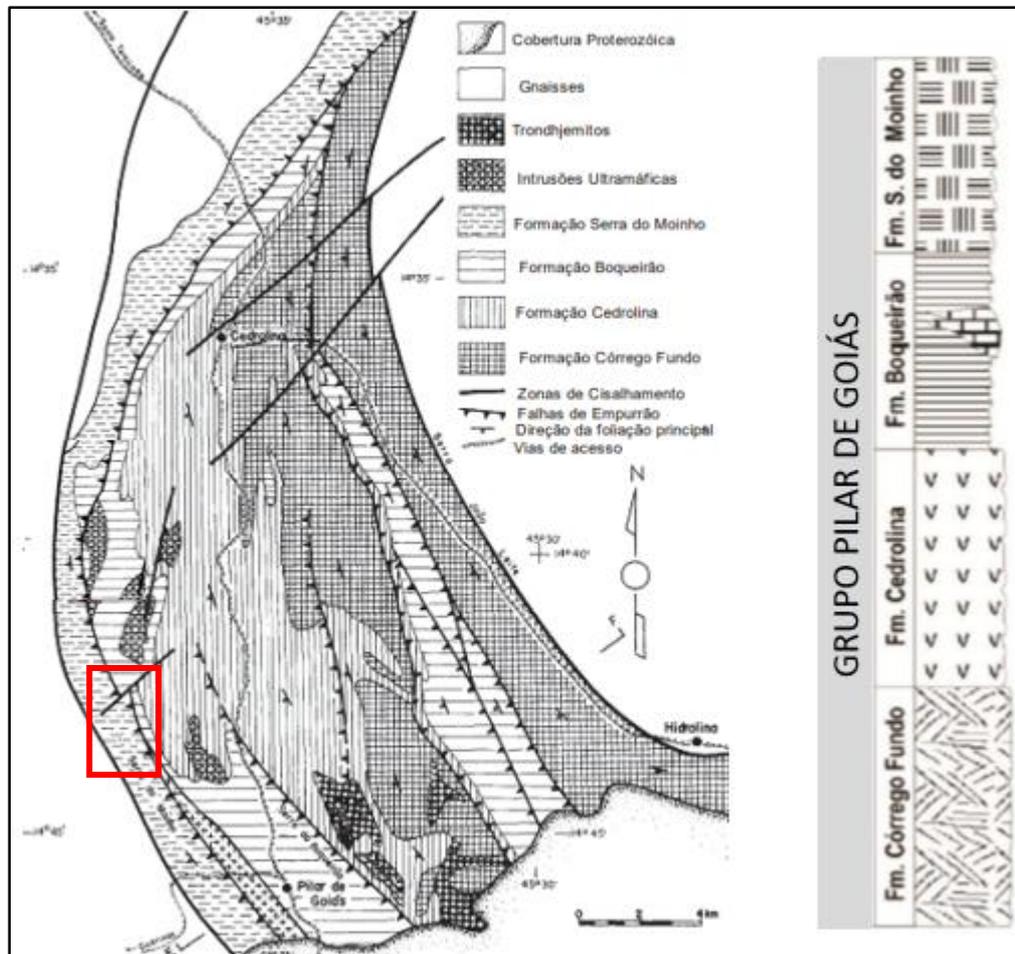


Figura 4.4: Estratigrafia do greenstonebelt de Pilar de Goiás, sendo destacado em vermelho a área de estudo. Modificado de Donato (2011).

Dentre as quatro formações que compõem o grupo de Pilar de Goiás, a formação Serra do Moinho é a que ocorre na área de estudo, onde segundo Donato (2011), esta unidade é formada por uma monótona sequência de clorita sericita quartzo filito, que por vez se apresenta associado a material carbonoso. Também são observadas intercalações de finas camadas de formações ferríferas e/ou manganésíferas dentro dessas zonas mais carbonosas.

Em termos estruturais, o greestonebelt de Pilar de Goiás encontra-se limitado a oeste por meio de um conjunto de duas falhas, na região norte é limitado por uma falha de empurrão e a sul por meio de uma falha transcorrente (Jost et al. 1994).

De acordo com os trabalhos desenvolvidos por Teixeira (2011) nota-se uma predominância de estruturas com caráter dúctil, representada por meio de foliações, lineações e dobras. Com base em seus trabalhos, foram reconhecidas quatro fases deformacionais sendo elas: D_{n-1} , D_n , D_{n+1} e D_{n+2} .

A fase D_n é marcada pela foliação principal (S_n), caracterizada por uma xistosidade penetrativa, definida através do alinhamento dos grãos de quartzo e presença de minerais micáceos. Já a fase deformacional D_{n-1} foi caracterizada por Teixeira (2011) ao observar que localmente a foliação principal transpunha uma foliação mais antiga. E por fim, têm-se as fases D_{n+1} e D_{n+2} confirmadas por meio de dobras abertas.

5.CARACTERIZAÇÃO GEOTÉCNICA DA MINA TRÊS BURACOS

5.1.CARACTERIZAÇÃO GEOMECÂNICA DO MACIÇO

A caracterização geomecânica do maciço rochoso da cava Três Buracos foi obtida a partir de mapeamentos geológico-geomecânicos na região da cava, que inclui a caracterização da litologia existente, levantamento das feições estruturais e obtenção dos parâmetros necessários para classificar o maciço conforme as classificações propostas por Bieniawski (1989), Barton *et al* (1974) e Hoek *et al.* (2013), detalhadas no item 2.2.

Em função da pouca exposição de afloramentos rochosos na região da cava, também foram feitas descrições geotécnicas dos furos de sondagem, sendo selecionados furos antigos que abrangessem toda região da cava, além dos furos da nova campanha realizada em 2018.

Somando às informações geotécnicas obtidas através do mapeamento e das descrições dos testemunhos, também foi feito um compilado acerca dos parâmetros de rocha intacta obtidos por meio de campanhas de ensaios realizados na mina de Pilar ao longo dos últimos anos.

Ressalta-se que devido a semelhança no contexto geológico e geomecânico e a não execução da campanha de ensaios no maciço da região da cava a tempo de ser apresentada nessa dissertação, os parâmetros para análises de estabilidade da cava operacional e final, serão usados com base no maciço rochoso da mina de Pilar.

Nos tópicos a seguir, têm-se melhor detalhadas as atividades e resultados obtidos para caracterizar o maciço rochoso de Três Buracos.

5.1.1.MAPEAMENTO GEOTÉCNICO E ESTRUTURAL

Para um melhor entendimento acerca da área de estudo, foi feito inicialmente a divisão dos domínios morfológicos da área, sendo os mesmos separados de acordo com os lineamentos existentes e diferentes rugosidades. A interpretação foi realizada através de imagens obtidas pelo software Google Earth (Figura 5.1).

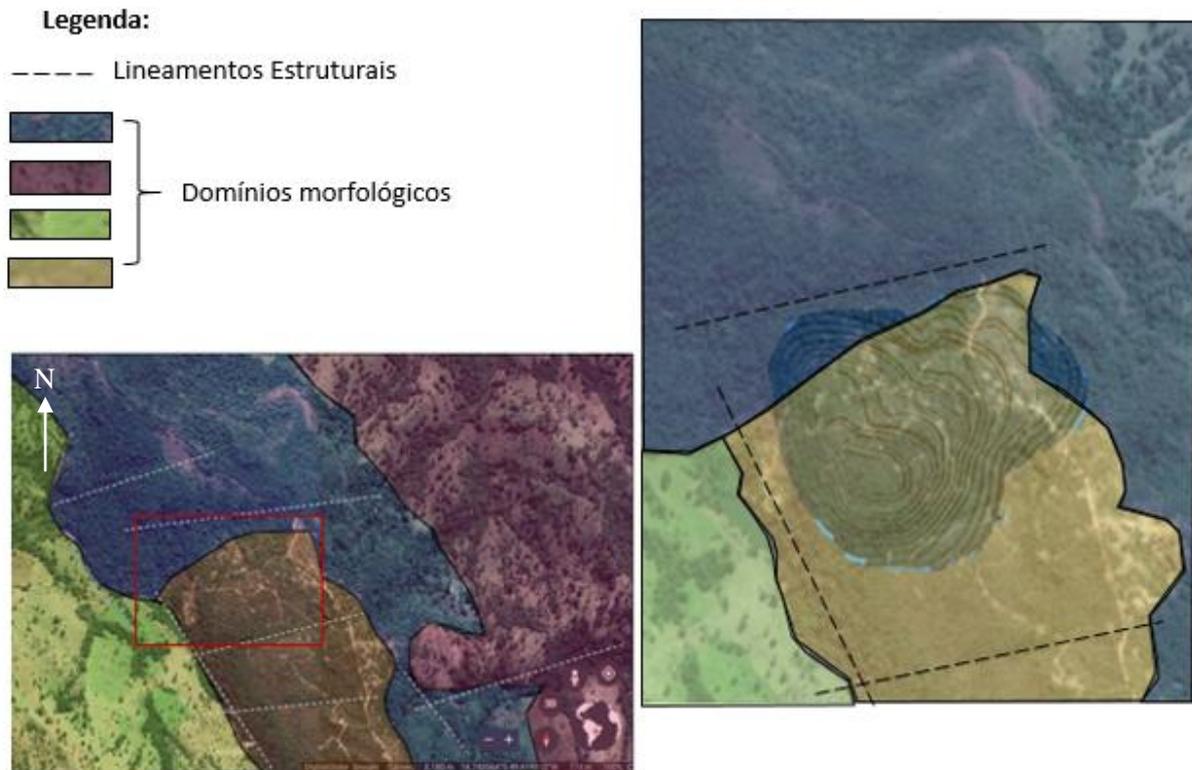


Figura 5.1: Domínios morfológicos da região que compreende a cava Três Buracos. Fonte: Google Earth.

De posse do mapa, foi possível observar que a região da cava se encontra no limite de dois dos domínios demarcados e próxima a lineamentos estruturais.

Gerar o mapa de domínios é de grande relevância, uma vez que se trata de uma região com poucos afloramentos de rocha, ou seja, região de vegetação densa, onde qualquer informação preliminar torna o trabalho de mapeamento geológico-geotécnico e estrutural mais objetivo.

Ao longo do mapeamento, chamou a atenção o fato de toda região da cava ser composta por antigos garimpos, que variam de garimpos a céu aberto a galerias de pequenas dimensões (Figura 5.2), correspondendo aos únicos locais com exposição de rocha. Ressalta-se o fato dessas galerias não apresentarem quaisquer tipos de suporte, e mesmo assim permanecerem estáveis ao longo dos anos, sendo este um ponto favorável em termos de qualidade do maciço.



Figura 5.2: Garimpos observados na região onde será a cava Três Buracos, as imagens (a) e (b) indicam galerias antigas e a imagem (c) região de garimpo a céu aberto.

Foi observado que a região da cava é composta por solo com textura silto-areno-argilosa e de origem coluvionar, que em função da geomorfologia do terreno, apresenta espessura variável de 2 a cerca de 10 metros aproximadamente. O mesmo se encontra associado a ossaprolitos com núcleos rochosos residuais, que por vezes também se encontra associado a veios de quartzo.

Em toda região mapeada há o predomínio de rochas com xistosidade bem definida, prevalece a formação de quartzo-clorita-xistos e pontualmente foi observado também a presença de talco-xistos.

O quartzo-clorita-xisto, também definido como CLS, ocorre em toda região da cava, o grau de alteração da rocha é o parâmetro que apresenta maior variação, em função do perfil de alteração do local, sendo possível observar desde regiões fortemente alteradas a moderadamente alteradas.

Em termos estruturais, na região da cava, não foram observadas grandes estruturas que correlacionassem aos lineamentos demarcados no mapa de domínio. O que se observa é a presença de no mínimo três famílias de descontinuidades, representadas pela foliação

principal, seguida de duas famílias de fraturas subverticais. Quando somados os dados estruturais adquiridos neste trabalho, juntamente com o banco de dados já existente, obtido pela equipe da exploração, tem-se mais de 220 medidas estruturais, representadas no estereograma abaixo (Figura 5.3).

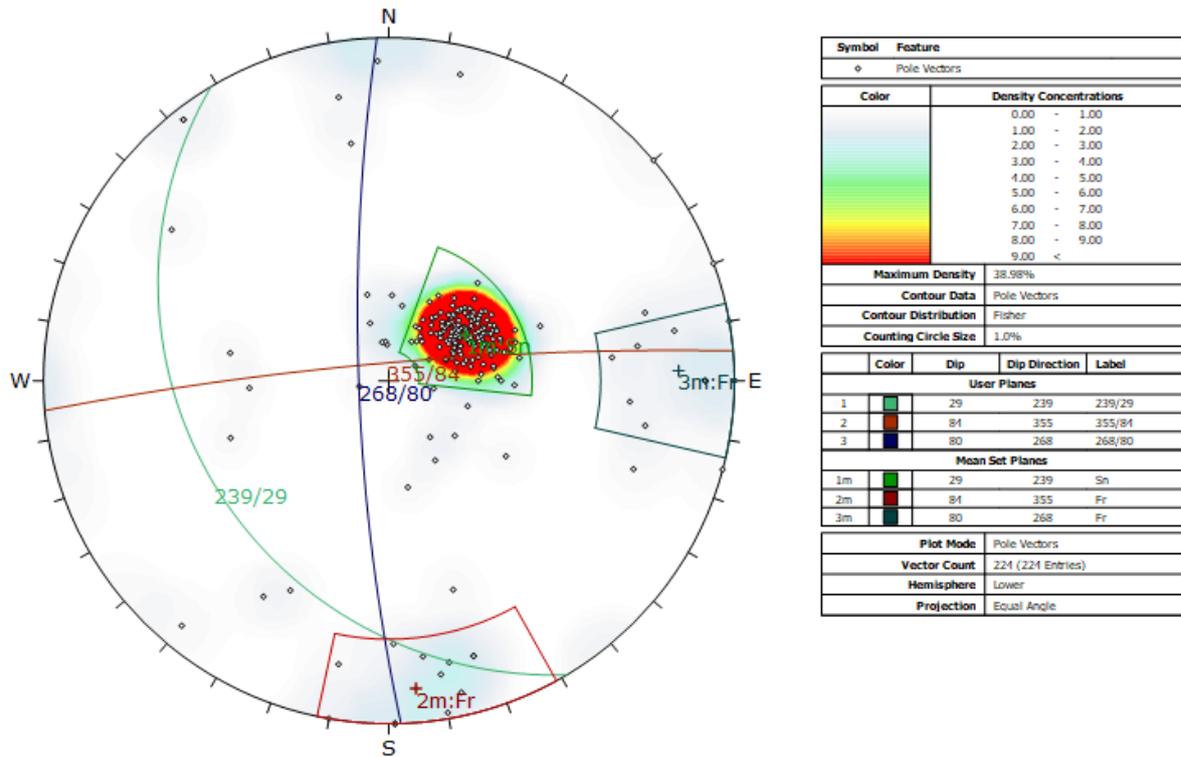


Figura 5.3: Estereograma indicando as famílias de descontinuidades presentes.

De forma geral, tem-se que essas descontinuidades não se encontram preenchidas, por vezes as mesmas apresentam apenas revestimento de quartzo e/ou carbonato. Predominam feições com paredes planas, variando de planas ásperas a planas lisas. Ressalta-se também, a persistência alta das famílias subverticais e a ausência de abertura das estruturas.

5.1.2.DESCRICÃO DE FUROS DE SONDAGEM

Ao longo do trabalho foi feita a descrição geotécnica de 34 furos de sondagens, totalizando aproximadamente 6500 metros de testemunhos descritos. Foram selecionados furos de duas campanhas de pesquisa, sendo a primeira delas realizada no início de 2005. Já no início de 2018 uma nova campanha foi executada, tendo como objetivo reduzir a malha de sondagem nas regiões onde a mesma se encontrava espaçada.

A Tabela 5.1 apresenta as coordenadas e as cotas topográficas dos furos descritos ao longo do trabalho:

Tabela 5.1: Quadro de resumos dos furos descritos, referentes às campanhas de 2005 e 2018.

<i>Furo</i>	<i>Ano de Execução</i>	<i>X</i>	<i>Y</i>	<i>Z</i>	<i>Profundidade</i>
<i>TB_002</i>	2005	649639.2	8368757	773.758	351.84
<i>TB_003</i>	2005	649797.1	8368690	803.469	362.16
<i>TB_004</i>	2005	650005.9	8368450	813.02	313.75
<i>TB_005</i>	2005	649640.8	8368671	765.444	349.18
<i>TB_006</i>	2005	649563.1	8368894	759.216	320.22
<i>TB_007</i>	2005	649695.3	8368991	776.717	272.4
<i>TB_009</i>	2005	649668.9	8368894	794.158	311.43
<i>TB_012</i>	2005	650085.4	8368688	839.661	280.11
<i>TB_013</i>	2005	649869	8368497	792.051	359.29
<i>TB_014</i>	2005	650026.4	8368880	861.204	255.69
<i>TB_016</i>	2005	649901.2	8368921	835.551	118.44
<i>TB_017</i>	2005	649585.4	8369186	785.967	307.55
<i>TB_019</i>	2005	649981.1	8368252	795.337	372.61
<i>JOT_046</i>	2005	649748.9	8368905	804.749	161.88
<i>JOT_047</i>	2005	649499.4	8368766	754.175	147.97
<i>JOT_056</i>	2005	649922.6	8368946	837.712	67.99
<i>JOT_059</i>	2005	649857.9	8368937	827.991	94.55
<i>JOT_079</i>	2005	649929.1	8368905	848	94.88
<i>JOT_082</i>	2005	649995.2	8368937	851	75.28
<i>JOT_095</i>	2005	650098.4	8368772	854.014	83.62
<i>JOT_098</i>	2005	649988.1	8368571	826.213	130.6
<i>TB_024</i>	2018	649788	8368900	817.2516	101.26
<i>TB_025</i>	2018	649816.2	8368844	825.0068	120.12
<i>TB_026</i>	2018	649755	8368819	815.058	130
<i>TB_027</i>	2018	649686.4	8368847	804.1027	128.62
<i>TB_028</i>	2018	649703	8368780	805.956	151
<i>TB_029</i>	2018	649696	8368915	797.687	104.58
<i>TB_010</i>	2018	649601.3	8368582	760.19	448.67
<i>TB_018</i>	2018	649648.8	8368510	761.789	444.15
<i>TB_030</i>	2018	649637.4	8368803	781.7795	140.49
<i>TB_032</i>	2018	650237.2	8368145	842.2098	133.09
<i>TB_033</i>	2018	650351.2	8367912	855.0493	151.01
<i>TB_034</i>	2018	650237.2	8367990	828.1589	145.21
<i>TB_031</i>	2018	650109.8	8368250	823.743	140.9

Devido ao fato dos furos da campanha de 2005 serem mais antigos e terem o objetivo de caracterizar o depósito mineral, os mesmos já haviam sido serrados pela metade. Com isso, o levantamento dos parâmetros RQD e grau de fraturamento, foram adquiridos por meio da interpretação das fotos dos furos, quando os mesmos ainda não haviam sido amostrados.

Para tal, foi utilizado o *software meazure*. A Figura 5.4 mostra um exemplo da aplicação do programa para medição dos parâmetros necessários. De acordo com a imagem, é possível observar que as caixas, onde se encontram os testemunhos, são marcadas de acordo com a metragem de avanço da perfuração, permitindo assim, um valor de referência para medição dos testemunhos com comprimento maior ou igual a dez centímetros e medição do número de fraturas por intervalos geomecânicos, previamente separados.



Figura 5.4: Interface do *software meazure*, utilizado para medição dos intervalos maiores ou iguais a dez centímetros e contagem do número de fraturas, por intervalo geomecânico previamente definido.

Acentua-se que a etapa de interpretação das fotos dos furos foi feita posteriormente ao levantamento dos dados de resistência, presença de água, litologia, grau de alteração, recuperação, rugosidade, preenchimento e condição das paredes das discontinuidades.

Embora tenham sido realizadas duas etapas para descrição geotécnica dos furos de sondagem da campanha de 2005, o mesmo não foi necessário para descrição da nova campanha de sondagem realizada na região da cava no início do ano de 2018, uma vez que os furos foram descritos antes de serem amostrados.

Em termos de resultados obtidos, pois possível identificar 5 principais litologias, sendo elas o quartzo-clorita-xisto (CLS), xisto intercalado (IS), diorito (D), sericita-xisto (QSST) e metagrauvacas (MGR), além do solo (SOIL), seguido por um intervalo saprolítico (SAP).

Assim como identificado no mapeamento, há um predomínio do quartzo-clorita-xisto em relação às demais litologias, seguido do xisto intercalado (essa intercalação está associada à presença de quartzo-grafita-xistos, quartzo-biotita-xistos, dentre outras). O contato entre essas duas litologias ocorre de forma transicional, ou seja, não há uma superfície de descontinuidade que separe o CLS do IS de forma abrupta.

A presença de cristais de anfibólio é um indicativo das metagrauvacas, ao passo que a forte presença de sericita marca a ocorrência do QSST. Ressalta-se que o sericita-xisto ocorre como lentes, com espessura variando de 1m a cerca de 4m aproximadamente, e dentre todas litologias mapeadas, é a que apresenta qualidade geomecânica inferior. Em contrapartida, o diorito (D), observado na base da estratigrafia levantada, apresenta melhores valores geomecânicos, em função dos parâmetros avaliados (Figura 5.5).



Figura 5.5: Imagens de algumas feições observadas ao longo das descrições, sendo que na Figura A tem-se os cristais de anfibólio, que marcam a ocorrência da metagrauvaca. Já na Figura B tem-se a parede de uma descontinuidade do QSST. Não menos importante, na Figura C é representado um intervalo de ocorrência do diorito.

Devido ao volume de informações geradas através das descrições geotécnicas, foi feito um tratamento estatístico dos dados de resistência, alteração, RQD, índice J_n , índice J_a e índice J_r , de acordo com cada litologia, tendo como intuito avaliar de que forma cada litologia

pode vir a interferir na qualidade final do maciço rochoso, e qual ou quais parâmetros têm impactado mais neste resultado final.

A seguir tem-se os resultados dos parâmetros avaliados, de acordo com cada litologia (Figura 5.6 a 5.10):

- CLS – Clorita Xisto

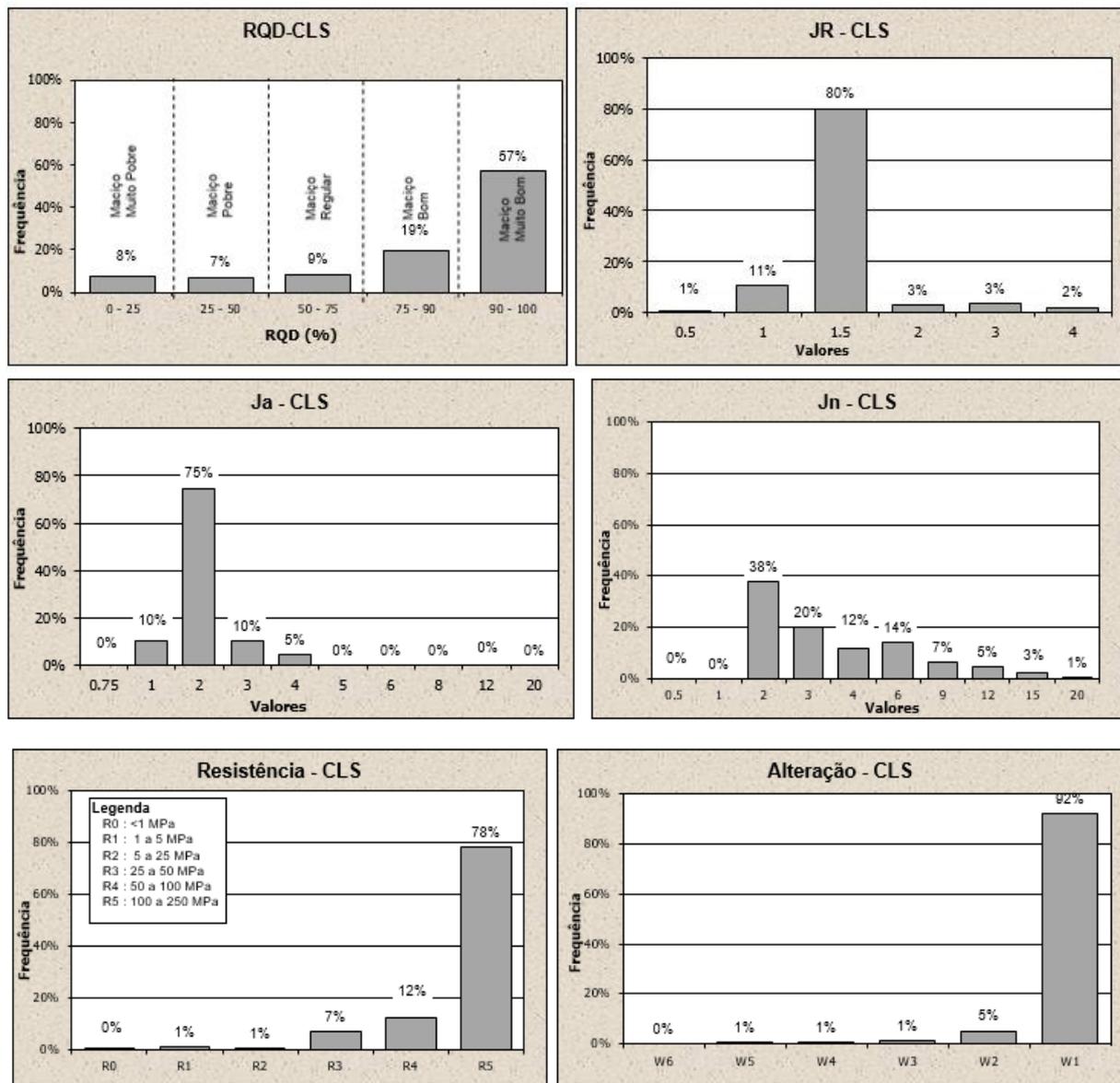


Figura 5.6: Análise estatística dos parâmetros da litologia clorita-xisto (CLS).

- IS – Xisto Intercalado

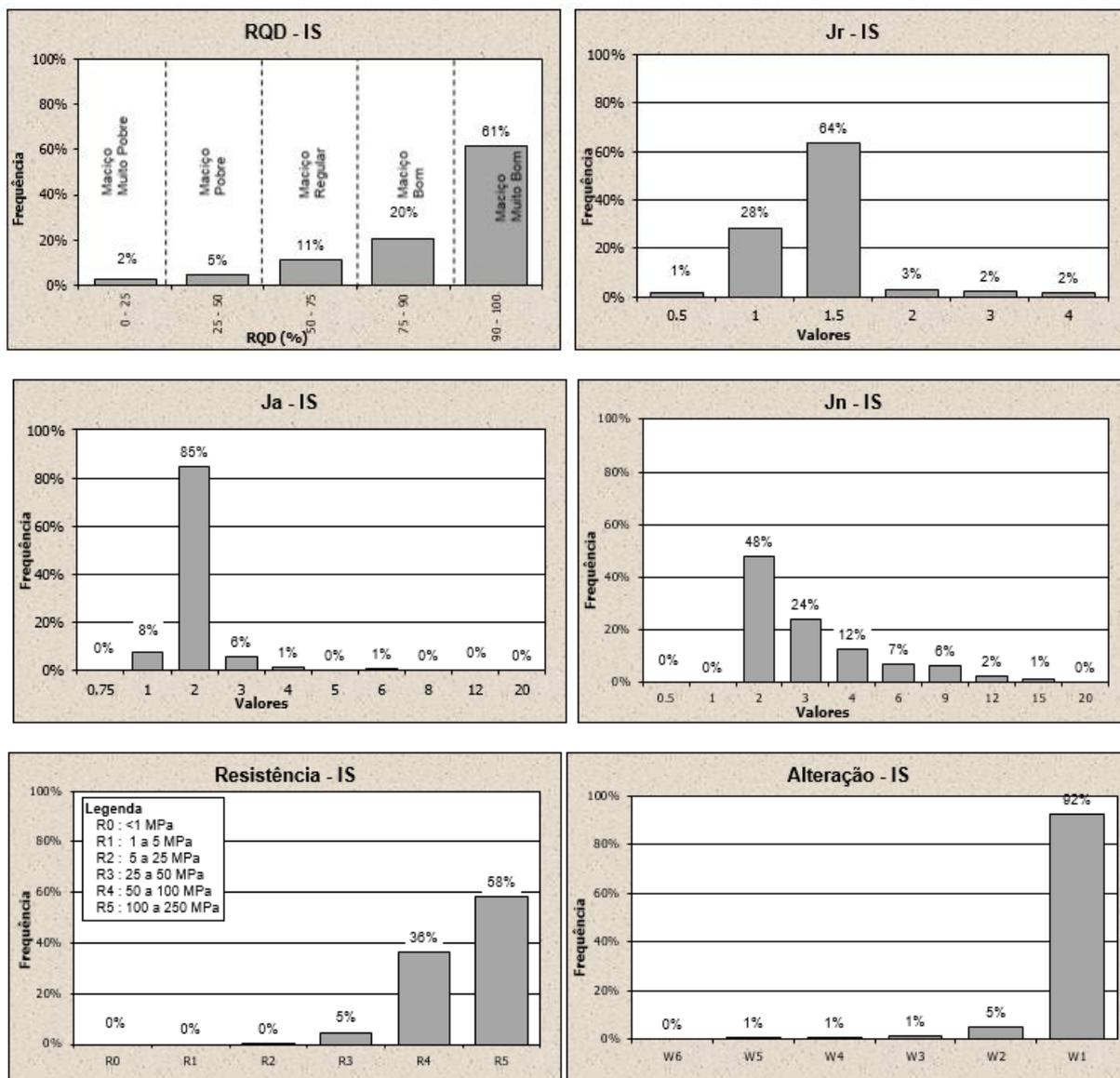
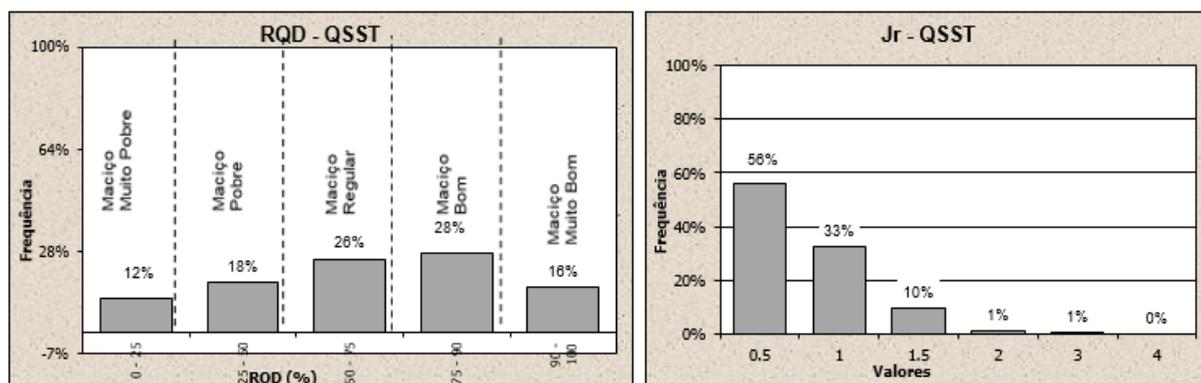


Figura 5.7: Análise estatística dos parâmetros da litologia xisto intercalado (IS).

- QSST – Sericita Xisto



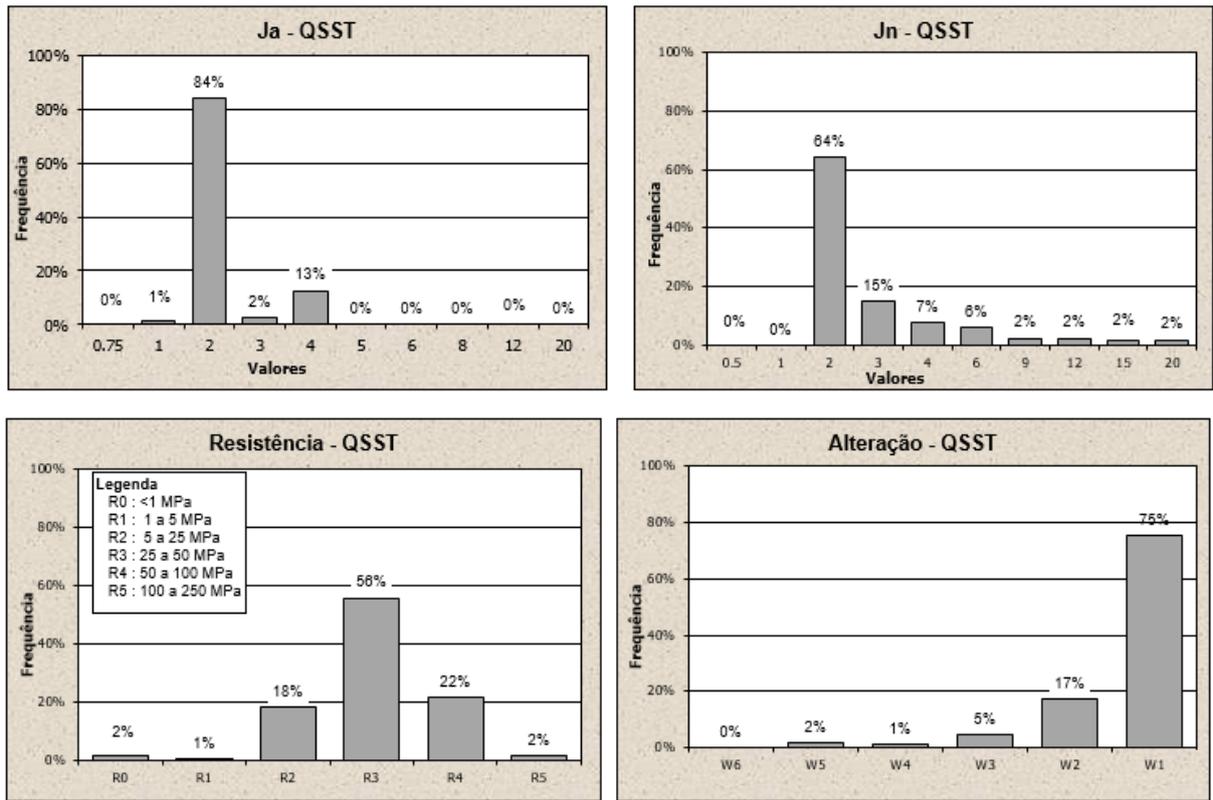
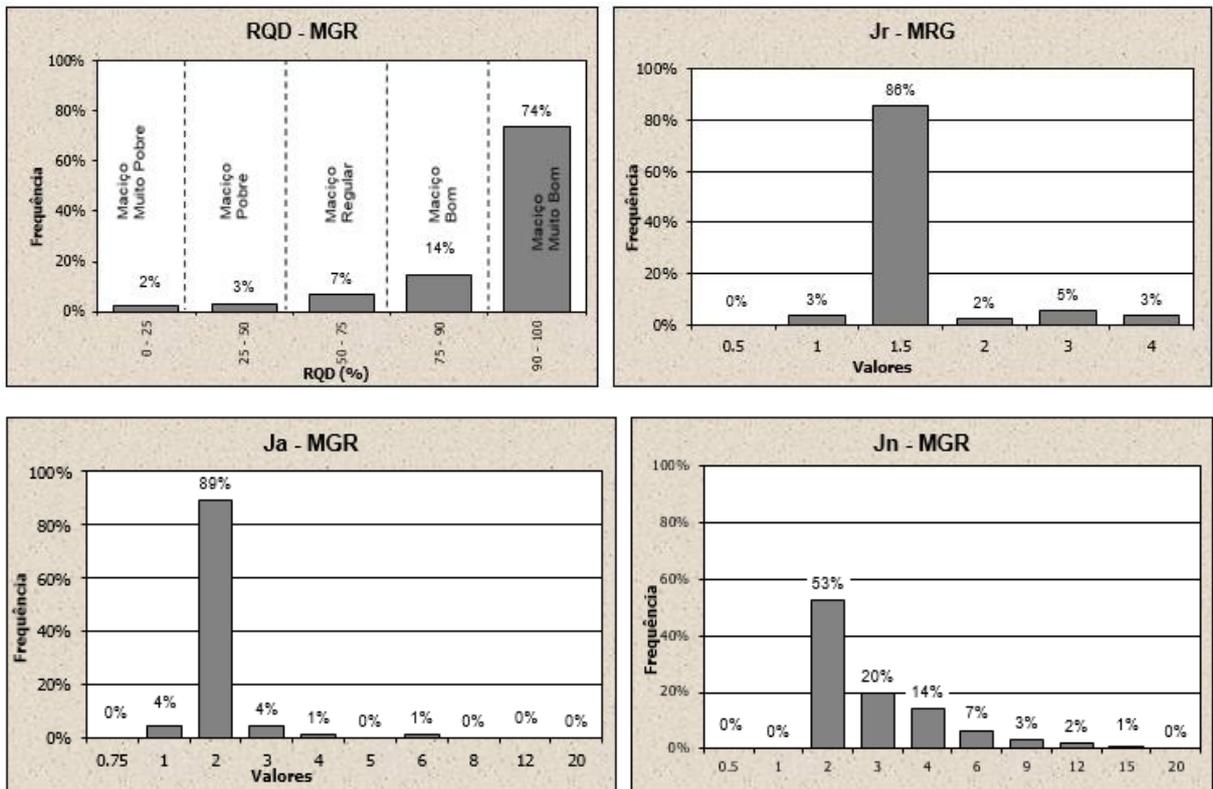


Figura 5.8: Análise estatística dos parâmetros da litologia sericita-xisto (QSST).

- MGR – Metagrauvaca



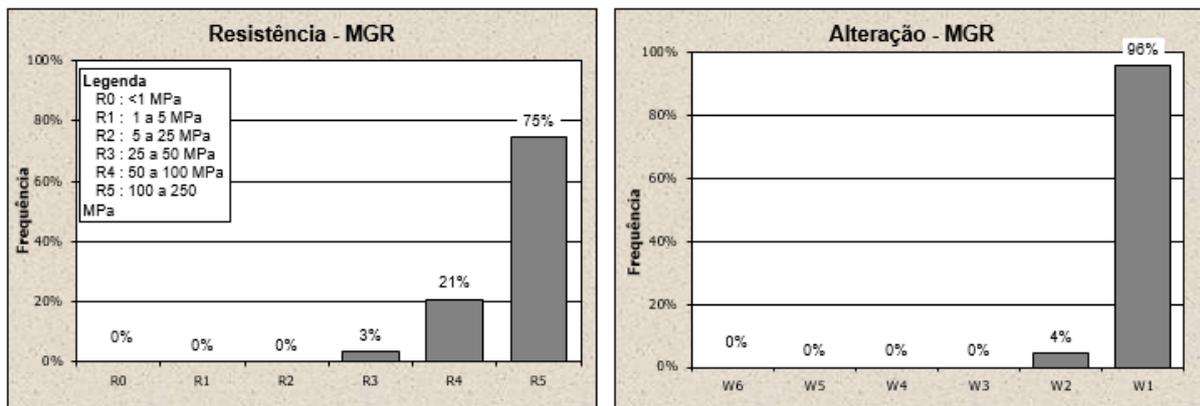
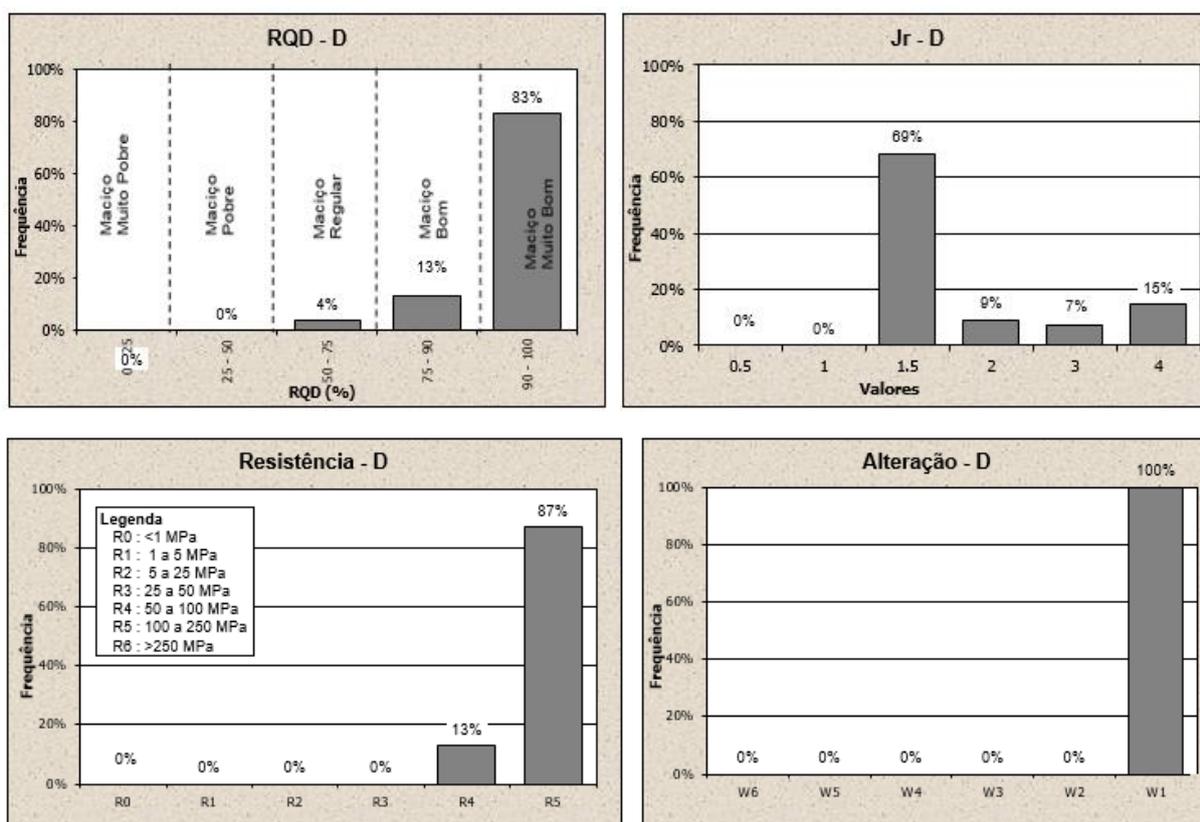


Figura 5.9: Análise estatística dos parâmetros da litologia metagrauvaca (MGR).

- D – Diorito



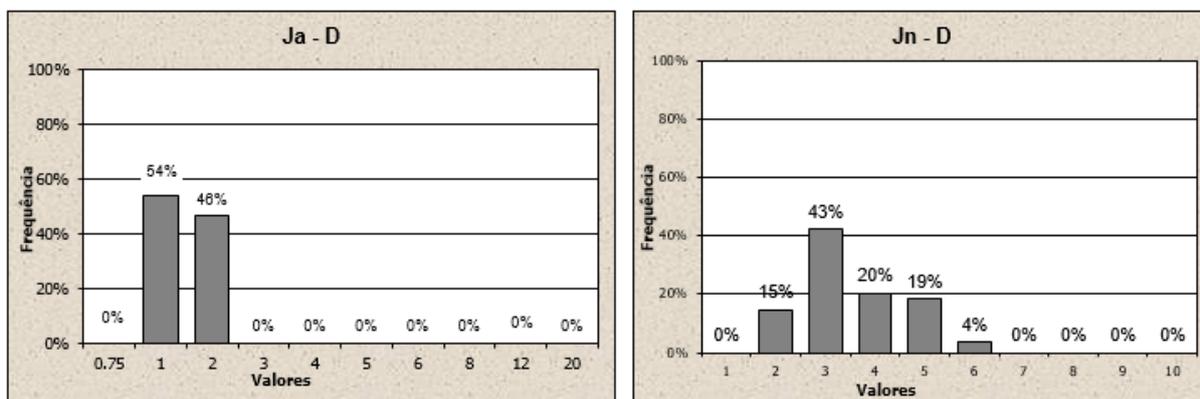


Figura 5.10: Análise estatística dos parâmetros da litologia diorito (D).

De posse das figuras acima, foi possível fazer o levantamento do GSI médio para cada litologia, conforme mostra a Figura 5.11 e a Tabela 5.2. Os valores obtidos validam o que é possível observar tanto nas descrições quanto nos dados já tratados, indicando assim que o IS, CLS e MGR apresentam mesmos valores de GSI, ao passo que o QSST apresenta o menor valor, contrastando com o D que apresenta o maior valor levantado.

Tabela 5.2: Valores médios de J_{cond89} e $RQD/2$ necessários para obter os parâmetros de GSI.

Litologia	$1.5J_{cond89}$	$RQD/2$	GSI
IS	22,5	43	62
CLS	22,5	40	62
MGR	22,5	45	62
QSST	13	31	43
D	31,5	47	70

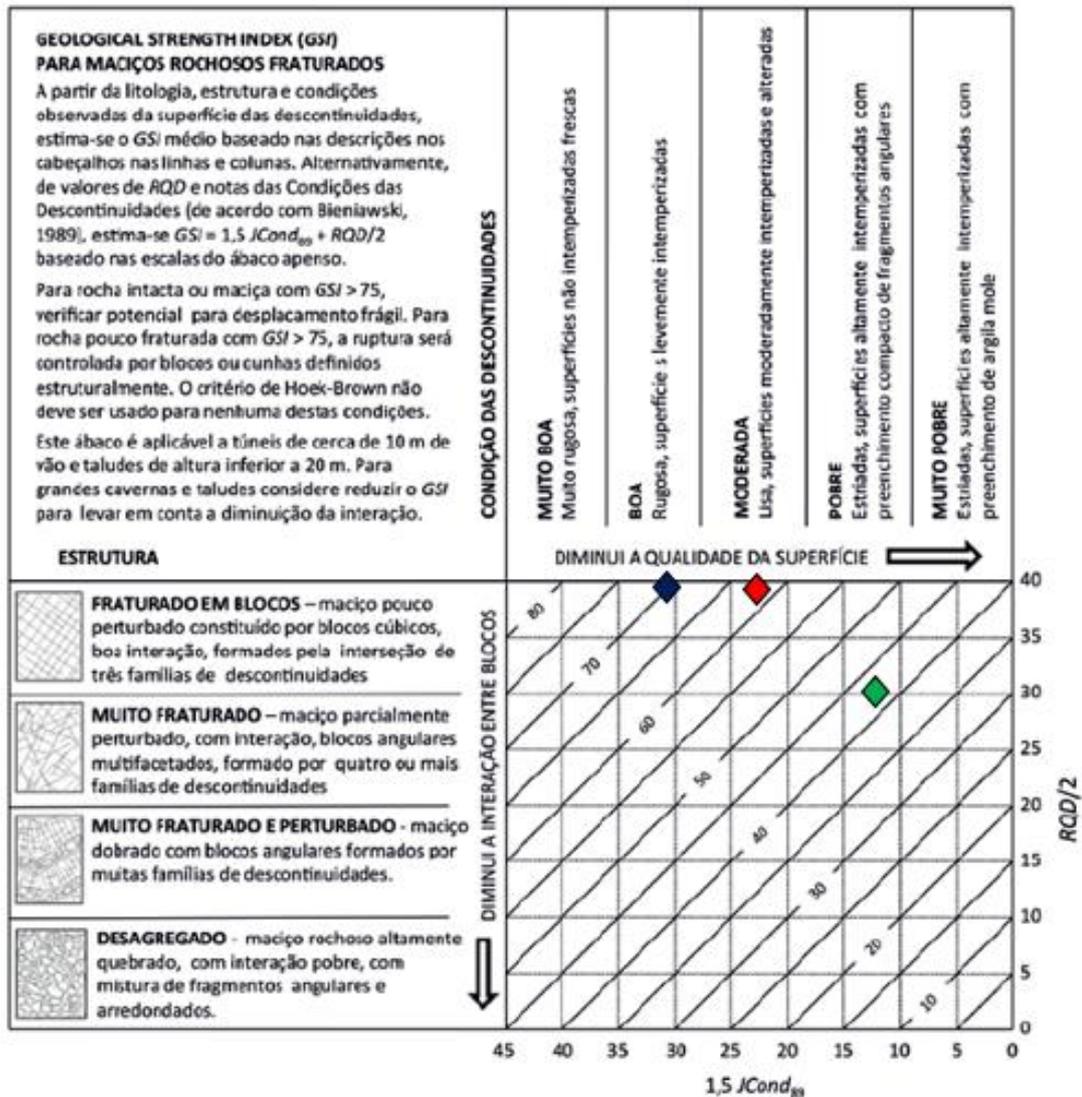


Figura 5.11: Valores de GSI obtidos para as litologias presentes na cava Três Buracos. Na cor vermelha tem-se o valor obtido para as litologias CLS, IS e MGR, em azul para o D e em verde para o QSST.

5.1.3. PARÂMETROS PARA O MACIÇO ROCHOSO E DESCONTINUIDADES

Após a etapa de mapeamento e descrição geotécnica do maciço rochoso da região da cava Três Buracos, foi realizado um levantamento dos parâmetros geotécnicos necessários para a execução das análises de estabilidade. Como já mencionado, serão considerados os registros de ensaios realizados para unidade de Pilar de Goiás (parâmetros de resistência da rocha intacta) devido ao mesmo contexto geológico local, ou seja, ambas fazem parte da mesma unidade litoestratigráfica e possuem domínios estruturais semelhantes, corroborando assim, para que o maciço rochoso apresente características geomecânicas próximas.

Juntamente a este compilado, foram feitas análises no programa *RocLab* tendo como objetivo obter parâmetros para o maciço rochoso.

Concomitantemente, também foram selecionadas novas amostras, para realização de uma campanha de ensaios na região da cava, a fim de complementar o banco de dados disponível e validar os parâmetros utilizados para análises (Figura 5.12).



Figura 5.12: Amostras selecionadas para campanha de ensaios a ser realizada na região da cava Três Buracos.

Na mina de Pilar de Goiás foram feitas campanhas de ensaios entre os anos de 2011 e 2015, sendo realizados ensaios de compressão uniaxial, triaxial, além de ensaios de tração indireta, também definidos como compressão diametral.

Embora tenham sido feitos diferentes tipos de ensaios, para presente dissertação foi utilizado apenas dos resultados obtidos por meio da compressão uniaxial (Tabela 5.3), sendo descartado os casos em que houve ruptura pelo plano de xistosidade, pois segundo Salcedo (1983), os valores de resistência podem variar em função da direção do carregamento em rochas foliadas.

Não foram usados os resultados dos testes triaxial e de compressão diametral, devido ao número de amostras ensaiadas serem pouco representativas e apresentarem resultados dispersos.

Tabela 5.3: Compilação dos resultados obtidos por meio dos testes de compressão uniaxial.

Litologia	Tensão axial de rotura (MPa)	Modulo Young (GPa)	Coefficiente de Poisson
<i>CLS</i>	<i>190.90</i>	<i>48.46</i>	<i>0.11</i>
Média	190.90	48.46	0.11
Desvio padrão	23.16	6.37	0.03
<i>IS</i>	<i>123.90</i>	<i>42.00</i>	<i>0.29</i>
Média	123.90	42.00	0.29
Desvio padrão	30.63	17.79	0.14
<i>QSST</i>	<i>64.55</i>	<i>50.70</i>	<i>0.19</i>
Média	64.55	50.70	0.19
Desvio padrão	19.43	17.08	0.03

Como é possível observar, não foram feitos ensaios laboratoriais para as litologias metagrauvaca (MGR) e diorito (D), devido a isto, serão utilizados os parâmetros de resistência à compressão uniaxial da rocha intacta obtidos por meio das classificações geomecânicas, como mostram os gráficos das Figuras 5.9 e 5.10.

Tendo em mãos os dados de resistência da rocha intacta e do GSI, obtidos para cada litologia, foi realizado então o levantamento dos parâmetros do maciço rochoso, utilizado o *software RocLab* (Figura 5.13).

Para essa análise foi assumido $m_i=10\pm3$ (xistos), fator de distúrbio (D) ao maciço rochoso $D=1$ e aplicação da envoltória de ruptura para taludes com 100 metros de profundidade média. Ressalta-se que o valor de D utilizado para as análises foi adotado em função da inexistência de planos de desmontes para o maciço da cava Três Buracos.

Na Tabela 5.4 é possível observar os parâmetros de entrada, ao passo que na Tabela 5.5 têm-se os valores obtidos para o maciço rochoso, juntamente com a Figura 5.13 que apresenta a envoltória de ruptura segundo o critério de Hoek & Brown (1980) e a regressão linear usada para obtenção dos parâmetros de Mohr-Coulomb.

Tabela 5.4: Parâmetros de entrada no RocLab.

Litologia	σ_{ci} (MPa)	GSI	m_i	D	γ (MN/m ³)	Prof.(m)
CLS	190	62	10	1	0,0279	100
IS	123	62	10	1	0,0279	100
QSST	64	43	10	1	0,0279	100
D	250	70	10	1	0,0279	100
MGR	175	62	10	1	0,0279	100

Tabela 5.5: Parâmetros obtidos no RocLab.

Litologia	c (Mpa)	\emptyset	σ_t (MPa)	σ_c (MPa)	σ_{cm} (MPa)	E_m (GPa)	m_b	s	a
CLS	1,53	46,26	-0,50	7,88	21,14	9,97	0,66	0,0018	0,502
IS	1,14	43,44	-0,32	5,10	13,68	9,97	0,66	0,0018	0,502
QSST	0,38	27,96	-0,02	0,50	3,34	2,67	0,17	0,0001	0,509
D	3,36	50,69	-1,43	20,38	38,76	15,81	1,17	0,0067	0,501
MGR	1,45	45,74	-0,46	7,26	19,47	9,97	0,66	0,0018	0,502

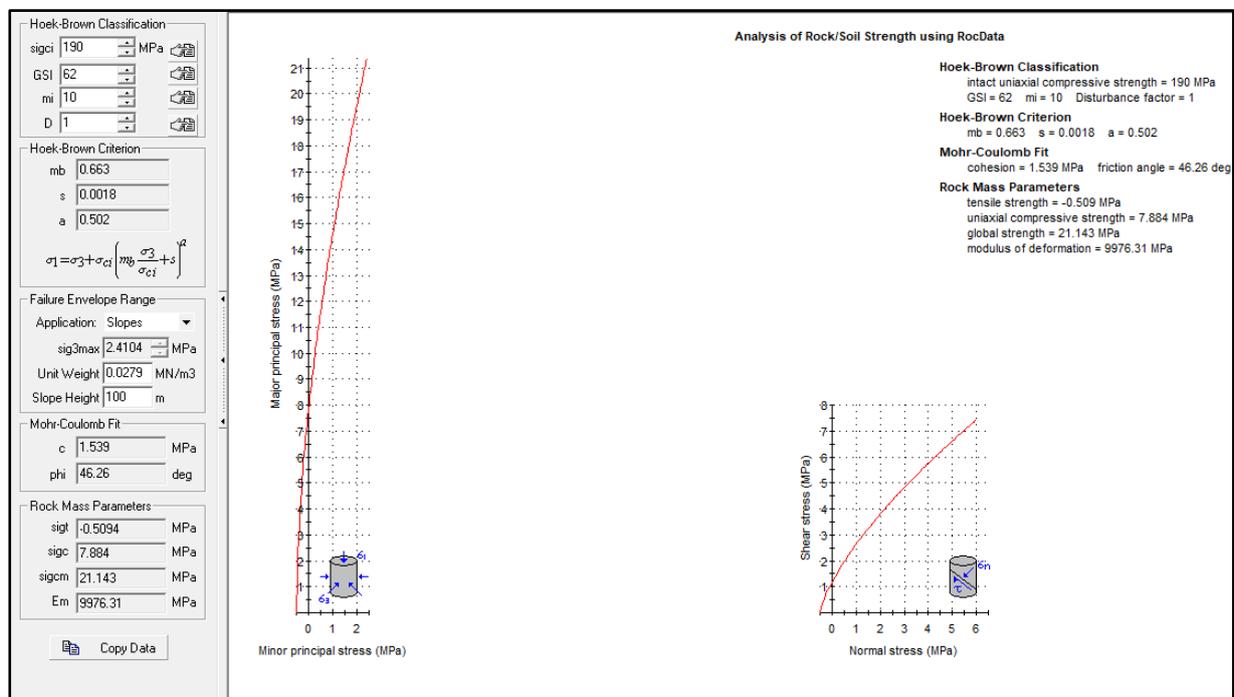


Figura 5.13: Interface do programa RocLab, indicando os inputs necessários e resultados obtidos para litologia CLS.

Os parâmetros geotécnicos das discontinuidades foram obtidos a partir de mapeamentos em campo das principais estruturas, juntamente com as descrições geotécnicas dos furos de sondagem. Os valores de ângulo de atrito foram estimados conforme trabalho publicado por Barton et al (1974), onde o mesmo estima valores de ϕ , em função dos parâmetros Jr e Ja, como mostra a Tabela 5.6.

Tabela 5.6: Valores estimados de ângulo de atrito para discontinuidades cujas paredes são contato rocha-rocha. Retirado de Barton et al (1974).

Contato rocha - rocha	Jr	$\text{tang}^{-1}(\text{Jr}/\text{Ja})^0$				
		Ja 0,75	1	2	3	4
Juntas descontínuas	4	79°	76°	63°	53°	45°
Ondulada, rugosa	3	76°	72°	56°	45°	37°
Ondulada lisa	2	69°	63°	45°	34°	27°
Ondulada estriada	1.5	63°	56°	37°	27°	21°
Plana rugosa	1.5	63°	56°	37°	27°	21°
Plana lisa	1.0	53°	45°	27°	18°	14°
Plana estriada	0.5	34°	27°	14°	9,5°	7,1°

Já os valores de coesão, também necessários para o cálculo das análises de estabilidade, foram retirados a partir da classificação geomecânica proposta por Bieniawski (1989), onde o mesmo estima valores em função da classe geomecânica obtida.

Abaixo segue a Tabela 5.7, indicando os parâmetros adquiridos para cada família de discontinuidades mapeada.

Tabela 5.7: Parâmetros obtidos para as discontinuidades.

Descontinuidade	Orientação	Classe Geomecânica	Coesão Estimada (MPa)	Ângulo de atrito Estimado
Foliação	239/29	Classe III	0,25	27°
Fratura – F1	355/81	Classe II	0,35	37°
Fratura – F2	268/80	Classe II	0,35	37°

5.2.ELABORAÇÃO DO MODELO GEOMECÂNICO TRIDIMENSIONAL

O modelo geomecânico da cava Três Buracos foi elaborado através de parâmetros levantados no mapeamento geotécnico, descrição dos furos de sondagens e compilação dos dados obtidos em ensaios para avaliação da rocha intacta. Os mesmos foram agrupados em faixas de maciço rochoso com comportamento geomecânico similar, utilizando-se os critérios da classificação geomecânica RMR (Bieniawski1989).

Como mencionado no item 2.1.3 a classificação RMR atribui pesos a parâmetros considerados como os que mais interferem no comportamento do maciço rochoso, tendo como resultado final um índice que classifica a rocha entre Classe I e Classe V, conforme mostra a Tabela 5.8abaixo.

Tabela 5.8: Classificação do maciço rochoso segundo Bieniawski (1989), juntamente com a tabela de cores adotada para o modelo geomecânico.

Cores	Classe do Maciço	Descrição	RMR
	I	Rocha muito boa	81-100
	II	Rocha boa	61-80
	III	Rocha razoável	41-60
	IV	Rocha fraca	21-40
	V	Rocha muito fraca	0-21

Para formulação do modelo foi utilizado o *software LeapfrogGeo 4.2*, que corresponde a um *software* de modelagem geológica, mas que também pode ser usado para modelagem geomecânica.

Como *input* para elaboração do modelo, foi feito um agrupamento das informações obtidas (os pontos de mapeamento também foram transformados em furos verticais de 3 metros, para que a informação estivesse em um único formato, facilitando assim, a modelagem) em três arquivos distintos, sendo eles:

- *Collar*: Fornece a coordenada inicial dos furos;
- *Survey*: Corresponde aos dados de orientação dos furos e medidas de desvios;
- *Assay*: Descrição geotécnica conforme intervalos pré-definidos, já contendo o resultado final das classes.

Após gerar os três arquivos, em formato csv (separado por vírgula), foi feita uma validação detalhada do banco de dados, sendo analisado a presença de erros de digitação,

resultados duplicados e verificação das coordenadas, uma vez a presença de quaisquer um dos erros citados acima, impossibilita a importação dos furos no programa *LeapfrogGeo 4.2*.

Após importar os arquivos e elaborar uma legenda para classes geomecânicas, conforme mostrado na Tabela 5.8, é possível visualizar a distribuição dos furos, de acordo com as classes geomecânicas previamente definidas, juntamente com as geometrias da cava Três Buracos, como mostra a Figura 5.14.

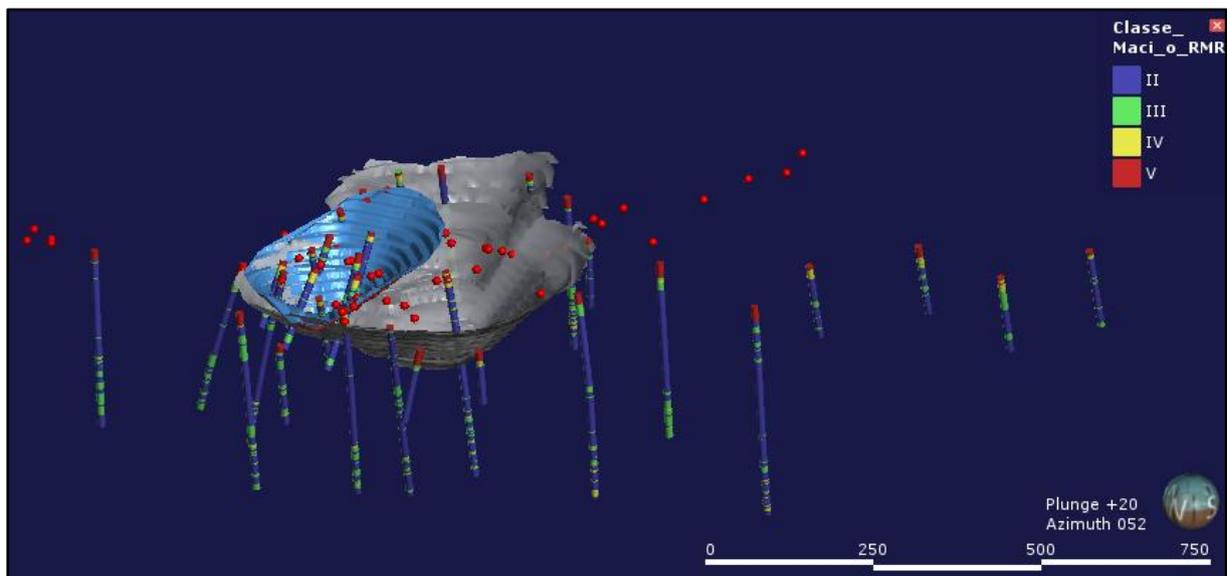


Figura 5.14: Distribuição espacial dos furos ao longo da cava final Três Buracos.

Após importação dos furos é iniciada então, a elaboração do modelo geomecânico. Para tal, optou-se pela modelagem implícita, de caráter qualitativo, ao invés de uma abordagem estatística com caráter quantitativo. A modelagem implícita elaborada pelo *software Leapfrog* é feita de maneira fácil e rápida, gerando superfícies a partir de um conjunto de informações descritas por uma função base radial (Equação 24), ou seja, quando seu valor depende apenas da distância da origem (Gouveia et al 2015).

$$\emptyset(x, c) = \emptyset(\|x-c\|) \quad (24)$$

Sendo:

\emptyset : Função de base radial

C: Centro ou origem

Dessa forma, a função base radial pode ser aproximada de uma função de interpolação a partir de combinações lineares, considerando introduzir N funções para cada observação amostral.

Após definido o método de modelagem, é criado então uma caixa (no programa essa caixa é identificada como *boundary*), cujo objetivo é incorporar toda informação necessária

para construção do modelo (Figura 5.15a). Em seguida, foi feita a construção dos sólidos referentes às classes geomecânicas.

Devido à classe V ter sido observada no início dos furos, estando diretamente relacionada ao solo e ao saprolito, foi selecionada uma superfície do tipo *erosion* (Figura 5.15b) para modelar a classe. Já as demais classes ocorrem sem um padrão pré-determinado, podendo todas as classes estarem em contato umas com as outras, sendo necessário então, modelá-las através da superfície *intrusion* (Figura 5.15b).

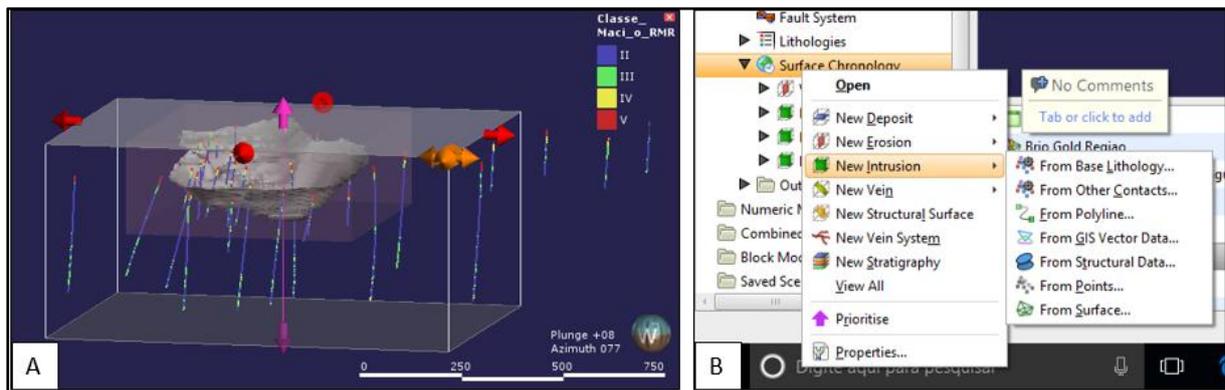


Figura 5.15: Interfaces do programa Leapfrog, sendo (a) a caixa contendo as informações a serem incorporadas no modelo geomecânico e (b) tipos de superfícies a serem usadas para elaboração do modelo geomecânico.

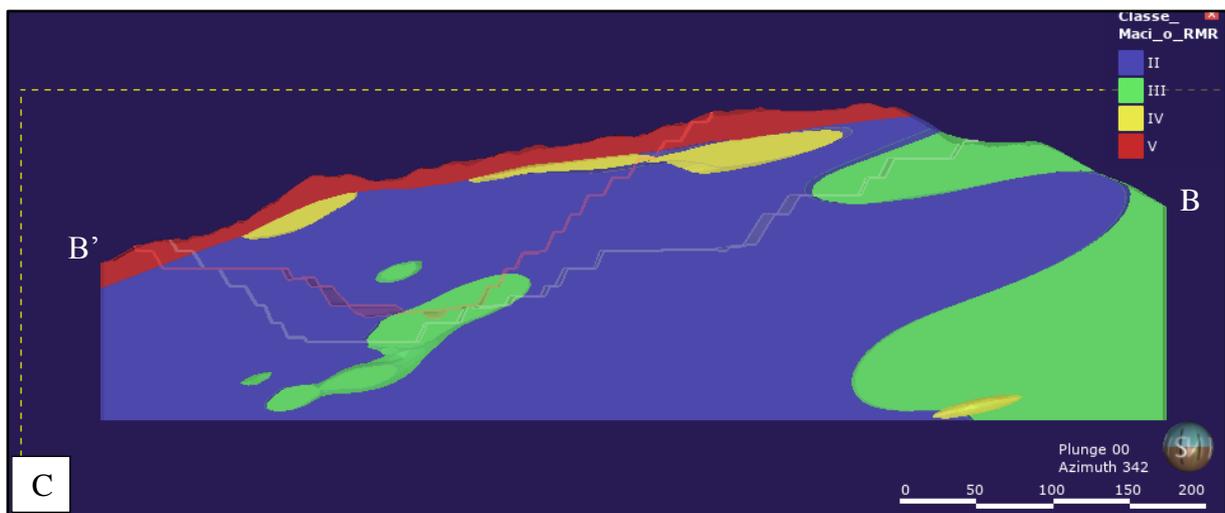
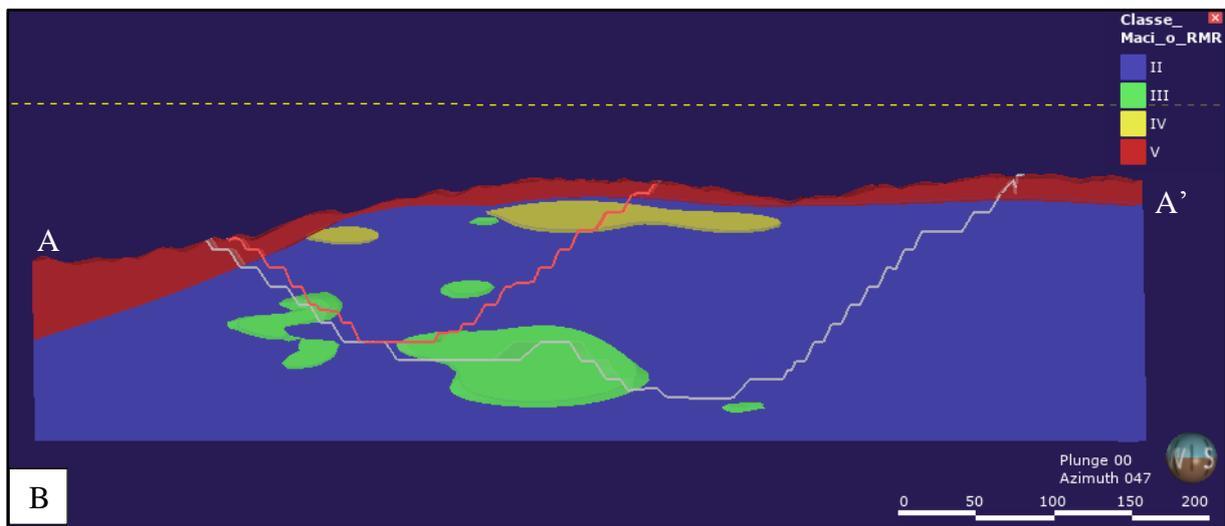
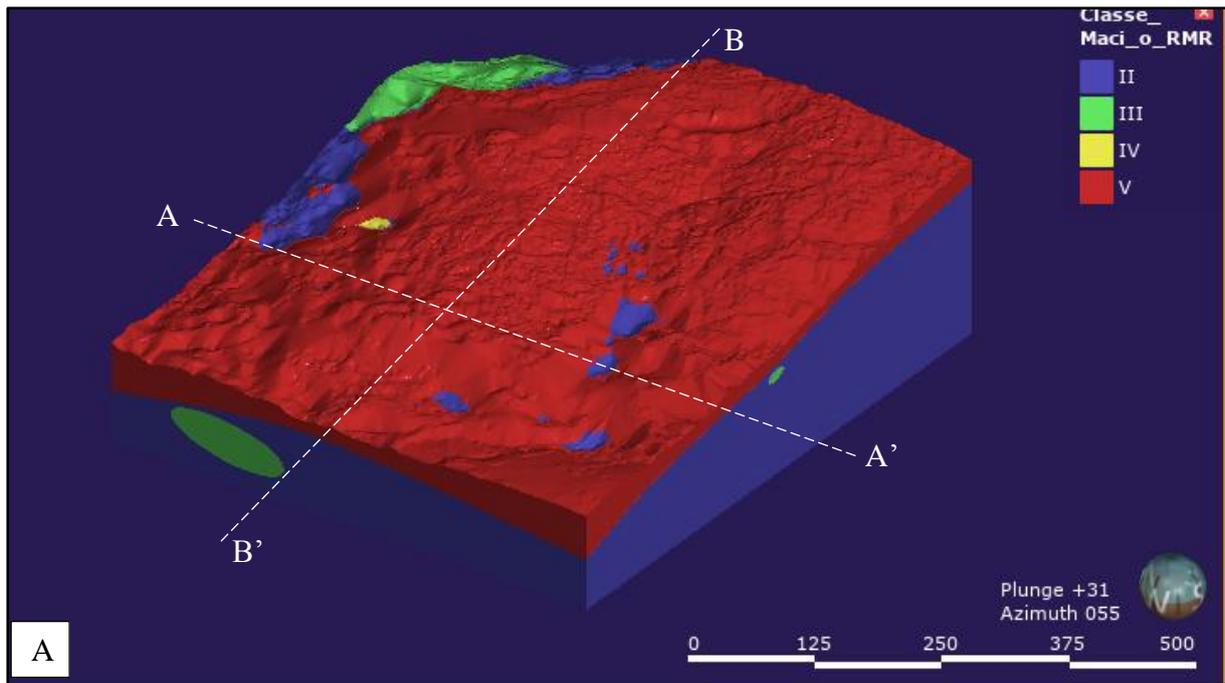
Embora o programa forneça como output os sólidos já modelados, é necessário fazer ajustes aos mesmos, para que o resultado final seja o mais próximo do esperado. Nestes ajustes foram avaliadas as superfícies geradas, havendo a subdivisão de algumas delas, e a utilização da foliação principal como orientação de busca.

Na Figura 5.16 é observado o resultado final do modelo geomecânico da cava Três Buracos, acompanhado de algumas seções geotécnicas que melhor ilustram a exposição das classes do maciço rochoso.

Como é possível observar no modelo, há um predomínio da classe II, indicando assim que a rocha apresenta características muito boas. Ocorrem lentes de classe IV e classe III, sendo possível afirmar que a presença de um maciço com características de rocha fraca (classe IV) está diretamente associado à ocorrência do sericita-xisto (QSST).

Em termos do maciço rochoso que ficará exposto nas cavas, tem-se que os dois primeiros taludes estarão expostos a um talude com classe V, sendo o mesmo composto por solo e saprolito, predominantemente.

O maciço classe III estará presente na parte superior dos taludes a NE e em boa parte dos taludes a NW. Entretanto, como já mencionado, há um predomínio de classe II em termos de taludes finais.



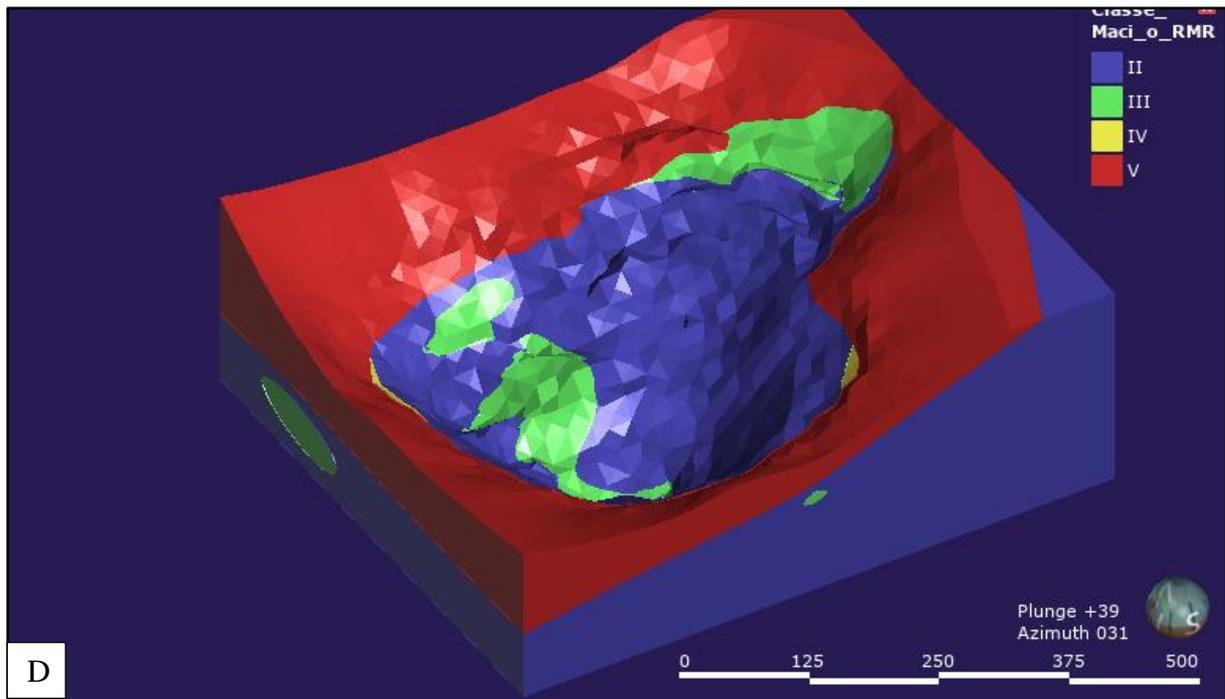


Figura 5.16: Modelo geomecânico da cava Três Buracos. (a) Visualização completa do modelo. (b) Seção geomecânica A-A'. (c) Seção geomecânica B-B'. (d) Classes geomecânicas que ficarão expostas na cava final.

6. ANALISE DE ESTABILIDADE DOS TALUDES DA CAVA OPERACIONAL E FINAL

6.1. DETERMINAÇÃO DOS NÍVEIS CRÍTICOS E ACEITÁVEIS

Espera-se que qualquer escavação a céu aberto contenha um sistema de taludes otimizados para atender necessidades essenciais de segurança, recuperação do bem mineral, retorno financeiro e meio ambiente. Neste sentido, o leiaute da escavação deve envolver taludes que serão estáveis durante toda a vida do projeto, assim como após o fechamento da mina. Ou seja, toda e qualquer instabilidade deve ser gerenciável, desde a escala de bancada até a escala de talude global. Tradicionalmente os taludes de uma mina são avaliados através do fator de segurança (FS), que se trata da razão entre as forças resistentes e forças que induzem a ruptura, onde o equilíbrio limite ocorre quando este valor é igual a 1. Entretanto, há incertezas inerentes ao projeto, como variabilidade natural dos parâmetros de resistência, erros nos procedimentos operacionais, inspeções, e assim por diante, resultando no estabelecimento de valores de FS considerados críticos e aceitáveis para viabilização do projeto.

Há poucas publicações que indicam os valores aceitáveis de FS, e muitas vezes esses valores são definidos com base na experiência e conhecimento de campo.

Para as análises de estabilidade da cava Três Buracos, usou-se como base na Tabela 6.1, retirada do livro *Guidelines For Open Pit Slope Design* (Readand Stacey, 2009), onde ficou definido valores de $FS \geq 1.3$ para taludes temporários, ou seja, para cava operacional, e $FS \geq 1.5$ para taludes permanentes, ou seja, para cava final Três Buracos.

Tabela 6.1: Valores aceitáveis de FS, aplicados na engenharia civil. Retirado de (Readand Stacey, 2009).

Tipo de Material	Condições	FS	Referência
Terraplanagem em solos	Cargas normais e condições de serviço	1.5	Meyerhof (1984)
	Cargas máximas e piores condições ambientais	1.3	
Estruturas de retenção e escavações	Cargas normais e condições de serviço	2	1.5
	Cargas máximas e piores condições ambientais	1.5	
Taludes	Solos não coesos	1.3	Bjerrum (1973) Bowles (1979) Gedney & Weber (1978) Hansen (1967) Meyerhof (1970) Sowers (1979) Terzaghi (1943) US Navy Department (1962) SAICE COP (1989) SAICE COP (1989) Hoek (1991)
	Solos coesos	1.5	
	Baseados em testes corrigidos para taxa de deformação e efeitos anisotrópicos	1.3	
		1.25	
	Maior valor em casos rupturas com consequências sérias ou alta incerteza	1.25-1.5	
		1.5	
		1.3-1.5	
		1.3-1.4	
	Valores mais baixos para carga temporária	1.5	
		1.25-1.3	
	1.5		
	1.25		
	1.5		
Barragem	Temporárias	1.25	SAICE COP (1989)
	Permanentes	1.5	Hoek (1991)
	Fim da construção, sem carga do reservatório, poropressão estimada ao fim da construção com poropressão não dissipada na fundação	1.3	
	Reservatório completo, infiltração constante com poropressão na fundação	1.5	
	Reservatório completo com infiltração constante e poropressão na fundação	1.2	
	Nível de cheia com fluxo em estado constante	1.3	
	Poropressão gerada devido a rebaixamento rápido		

6.2. DOMÍNIOS GEOTÉCNICOS

A setorização da cava por meio da sua divisão em domínios geotécnicos corresponde a uma etapa importante para definição dos possíveis mecanismos de ruptura. O padrão estrutural das feições existentes, somado a qualidade geomecânica do maciço rochoso, correspondem aos principais condicionantes da estabilidade, que quando combinados com a direção e inclinação dos taludes, permitem determinar os diferentes tipos de rupturas a que o maciço se encontra exposto.

Com base no arranjo proposto para as cavas operacional e final da mina de Três Buracos, foi proposta a divisão da mina em quatro regiões que possuem taludes com direções similares e maciço com comportamento geomecânico próximos. A partir das direções dos taludes juntamente com os dados estruturais levantados, foram definidos os modelos de ruptura susceptíveis de ocorrência em cada setor da cava. A Figura 6.1 apresenta os domínios geotécnicos definidos, juntamente com os taludes a serem avaliados.

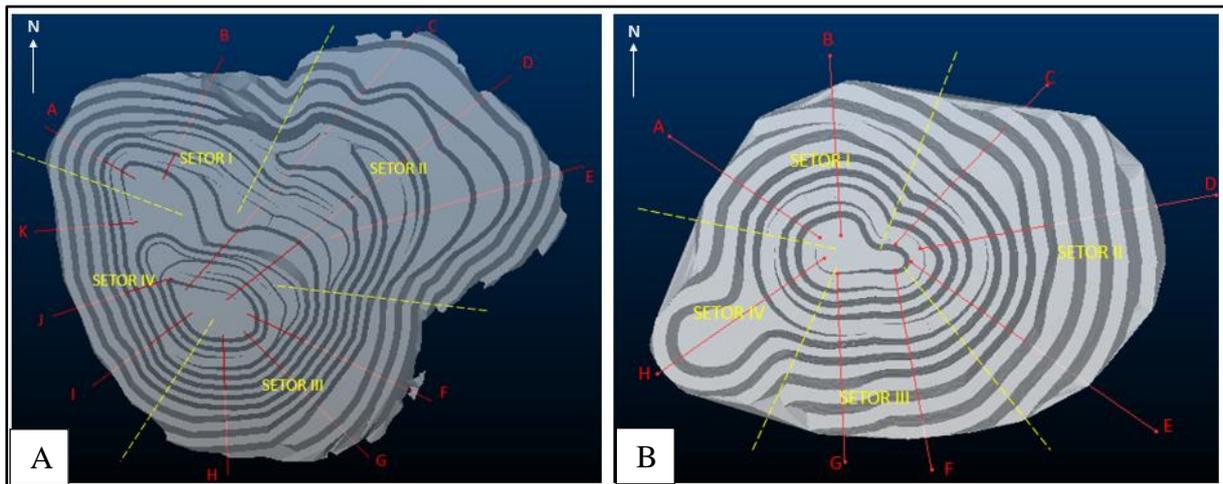


Figura 6.1: Domínios geotécnicos (I a IV) e seções a serem avaliadas. (a) Cava final. (b) Cava operacional.

6.3. ANÁLISES CINEMÁTICAS

As análises cinemáticas foram realizadas nos taludes operacionais e finais, uma vez que as geometrias das cavas variam. No total foram avaliados 19 taludes, conforme setorização mostrada na Figura 6.1.

O programa utilizado para as análises corresponde ao *Dips 6.0, software* que faz parte do pacote de programas da *Rocscinsce*. Neste programa são pontuadas informações relacionadas a direção e mergulho tanto das famílias de estruturas presentes do maciço rochoso, quanto a direção e mergulho dos taludes a serem avaliados.

Além da orientação das famílias de estruturas e dos taludes, também tem-se como parâmetro de entrada o ângulo de atrito das discontinuidades. Conforme observado na Tabela 5.7, este valor varia de 27 a 37 graus. Entretanto, devido às incertezas inerentes ao projeto, como o baixo volume de informações, somados às lentes de sercita-xisto, que apresentam baixa qualidade geomecânica, optou-se por utilizar o valor de ângulo de atrito igual a 30 graus para as análises cinemáticas.

As Tabelas 6.2 e 6.3 mostram o quadro resumo das análises cinemáticas, considerando as cavas final e operacional, respectivamente.

Nota-se que há uma coluna de avaliação final do talude, podendo a mesma variar de aceitável a crítico, a depender da probabilidade de ruptura. Os limites para cada faixa foram utilizados conforme trabalho publicado por Menezes (2013) e estão melhor detalhados abaixo das tabelas resumo 6.2 e 6.3.

Tabela 6.2: Quadro resumo das análises cinemáticas da cava final Três Buracos.

Setor	Talude	Qualidade do maciço	Talude	Plano médio do talude	Probabilidade de Ruptura (%)				Avaliação
					Planar	Cunha	Tombamento	Flexural	
Setor I	A-A'	II e III	Global	120/38	0,0%	0,03%	0,34%	0,45%	Aceitável
Setor I	B-B'	II e III	Global	206/38	5,42%	6,31%	0,08%	0,89%	Aceitável
Setor II	C-C'	II	Global	221/24	0,0%	0,0%	0,08%	0,0%	Aceitável
Setor II	C-C'	II	Face	221/65	27,11%	26,35%	0,25%	1,34%	Alerta
Setor II	D-D'	II e III	Global	231/24	0,0%	0,0%	0,10%	0,0%	Aceitável
Setor II	D-D'	II e III	Face	231/65	42,77%	31,77%	0,35%	0,45%	Atenção
Setor II	E-E'	II e III	Global	253/22	0%	0%	0,11%	0%	Aceitável
Setor II	E-E'	II e III	Face	252/58	42,17%	35,10%	0,57%	0%	Atenção
Setor III	F-F'	II	Global	295/41	0%	4,95%	0,08%	0%	Aceitável
Setor III	F-F'	II	Face	295/65	0,45%	15,56%	0,15%	0,45%	Tolerável
Setor III	G-G'	II	Global	314/41	0,45%	1,36%	0,06%	0,89%	Aceitável
Setor III	G-G'	II	Face	314/65	0,89%	9,73%	0,09%	1,34%	Aceitável
Setor III	H-H'	II	Global	357/44	0,45%	0,83%	0,27%	1,34%	Aceitável
Setor III	H-H'	II	Face	357/65	0,45%	1,83%	2,14%	1,79%	Aceitável
Setor IV	I-I'	II	Global	54/45	0%	0,12%	0,22%	0,89%	Aceitável
Setor IV	I-I'	II	Face	54/65	0,45%	0,68%	11,39%	0,89%	Tolerável
Setor IV	J-J'	II	Global	71/43	0%	0,10%	0,42%	60%	Crítico
Setor IV	J-J'	II	Face	71/67	0,89%	1,31%	16,69%	80%	Crítico
Setor IV	K-K'	II e III	Global	85/43	0%	0,06%	0,55%	60%	Crítico

Tabela 6.3: Quadro resumo das análises cinemáticas da cava operacional Três Buracos.

Setor	Talude	Qualidade do maciço	Talude	Plano médio do talude	Probabilidade de Ruptura (%)				Avaliação
					Planar	Cunha	Tombamento	Flexural	
Setor I	A-A'		Global	124/43	0,00%	0,04%	0,36%	0,45%	Aceitável
Setor I	B-B'		Global	176/39	0,00%	1,45%	0,44%	53,83%	Crítico
Setor II	C-C'		Global	223/38	25,30%	14,23%	0,18%	0,45%	Alerta
Setor II	D-D'		Global	260/39	25,30%	15,16%	0,23%	0,00%	Alerta
Setor II	E-E'		Global	305/40	0,00%	2,26%	0,06%	0,89%	Aceitável
Setor III	F-F'		Global	349/40	0,89%	1,09%	0,18%	0,45%	Aceitável
Setor III	G-G'		Global	357/39	0,45%	0,23%	0,26%	0,89%	Aceitável
Setor IV	H-H'		Global	54/37	0,00%	0,02%	0,20%	0,89%	Aceitável

Faixa de probabilidade de ruptura do talude:		Condição	Ação
0%	10%	Aceitável	Monitoramento de rotina
10%	20%	Tolerável	Intensificar monitoramento
20%	30%	Alerta	Intensificar o monitoramento e verificar a necessidade de alterar a geometria do talude.
30%	50%	Atenção	Intensificar o monitoramento e reavaliar a geometria do talude.
50%	100%	Crítico	Alterar a geometria do talude

Em função dos resultados apresentados acima, nota-se que há um elevado potencial de ocorrência de rupturas planares e em cunha na região do setor II, tanto para cava operacional quanto para cava final Três Buracos. As rupturas planares estão condicionadas pelo plano da foliação, ao passo que as cunhas são formadas pela interseção entre a foliação e famílias de fraturas subverticais. A presença de falha com potencial de ruptura flexural também é prevista para ambas as geometrias das cavas, sendo no setor IV para a cava final e setor I para cava operacional.

Os resultados também mostram a relevância de avaliar não somente a geometria final de uma cava, mas também todo o seu sequenciamento operacional, uma vez que a mudança de geometria pode corroborar para que se desenvolva um determinado mecanismo de ruptura, não considerado no pit final.

6.4. ANÁLISES DE ESTABILIDADE

Foram realizadas análises de estabilidade planares e em cunha para os taludes com probabilidade de ruptura maior que 20%, como indicado na Tabelas 6.2 e 6.3. Para os taludes a nível de bancada foi utilizada altura igual a 12m, ao passo que para avaliações dos taludes a em escala global a altura usada foi retirada no sólido referente a geometria da cava, sendo ela a cava final e/ou operacional.

As Tabelas 6.4 e 6.5 mostram o quadro resumo das análises de estabilidade, sendo estimadas as condições de talude natural e saturado, tanto para as rupturas planares quanto em cunha, respectivamente.

Tabela 6.4: Análises de estabilidade para o caso de rupturas planares.

Setor	Cava	Seção	Talude	Fator de Segurança		
				Natural	Saturado	Com trinca de Tração
Setor II	Final	C-C'	Face	3,66	2,97	1,50
Setor II	Final	D-D'	Face	3,66	2,97	1,50
Setor II	Final	E-E'	Face	3,87	3,07	1,78
Setor II	Operacional	C-C'	Global	2,05	0,71	0,00
Setor II	Operacional	D-D'	Global	1,99	0,81	0,33

Tabela 6.5: Análises de estabilidade para o caso de rupturas em cunha.

Setor	Cava	Seção	Talude	Fator de Segurança	
				Natural	Saturado
Setor II	Final	C-C'	Face	9,78	8,76
Setor II	Final	D-D'	Face	8,96	8,42
Setor II	Final	E-E'	Face	11,96	11,53

No geral os resultados destas análises mostram fatores de segurança condizentes com os níveis de aceitação do projeto, considerando a situação de talude natural. Entretanto, nota-se valores de FS baixos, quando se trata de condições saturadas e com presença de trincas de tração (Figura 6.2) nos taludes da cava operacional. Ressalta-se que ainda não foram feitos estudos hidrogeológicos para região da cava Três Buracos, porém, a condição saturada foi modelada, afim de avaliar a influência da água ao longo do talude.

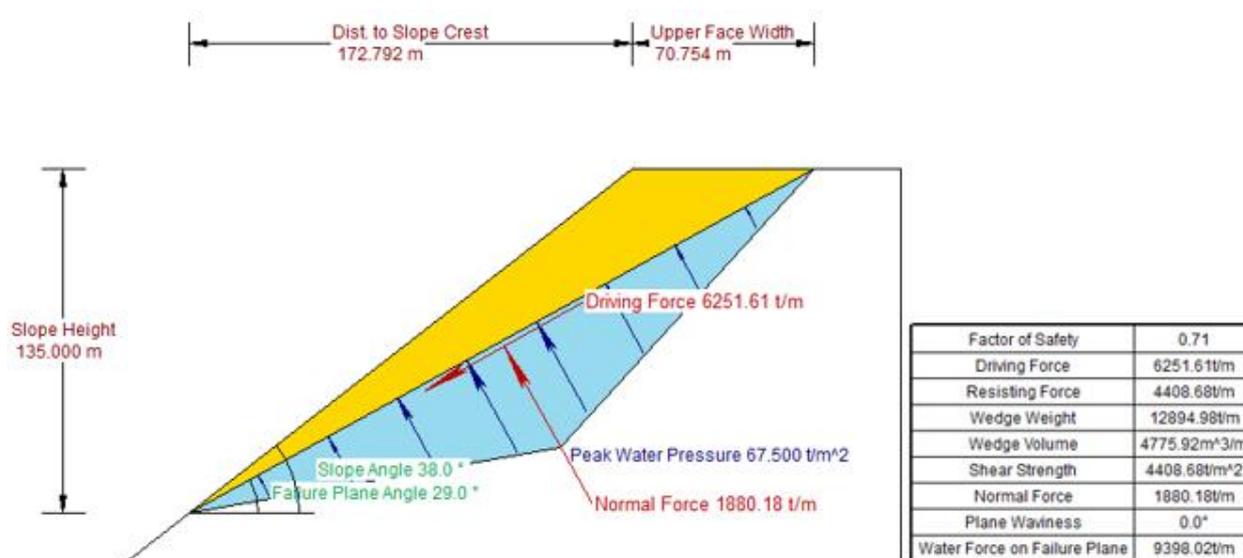


Figura 6.2: Análise de estabilidade para ruptura planar. Seção C-C', cava operacional.

7.CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES

7.1.CONCLUSÕES

Os estudos geotécnicos realizados para validação de cavas operacionais e finais estão sujeitos a variabilidades intrínsecas ao projeto, uma vez que o volume de dados necessários para elaboração dos trabalhos é bastante reduzido, podendo este fator estar relacionado à falta de recursos na fase de viabilização, a não exposição do maciço rochoso, ou seja, áreas com vegetação relativamente densa, dentre outros fatores.

Frente a isto, as classificações geomecânicas passam a ser os meios mais usados para caracterizar o maciço, onde verificou-se que é benéfica a aplicação dessa ferramenta, levando em consideração as particularidades de cada domínio geotécnico.

A representação tridimensional das classes do maciço mostrou-se como um alicerce de todo trabalho, pois a partir do modelo foi possível correlacionar as classes geomecânicas com as litologias presentes na região da cava Três Buracos, onde destaca-se a associação das lentes de sericita-xisto com ocorrência de um maciço ruim (classe IV – rocha fraca). Além disso, o mesmo contribui para o posicionamento e definição de onde deve ser projetada a rampa de acesso, juntamente com a previsibilidade dos taludes finais, ou seja, qual a qualidade do maciço que ficará exposto na cava final.

Em termos estruturais, tem-se que a presença de descontinuidades é a principal responsável pela instabilidade dos taludes na cava Três Buracos, uma vez que os mesmos ocorrem predominantemente em rocha.

De forma geral as cavas operacional e final estão dentro dos limites críticos aceitáveis, havendo instabilidade apenas na cava operacional, para condições de saturação. Essas informações nos mostra que é de suma importância avaliar não somente a cava final, mas todo sequenciamento proposto (cava operacional), uma vez que a ocorrência de modificações na geometria dos taludes pode propiciar a formação de mecanismos de instabilidades não previstos/avaliados na cava final.

7.2.RECOMENDAÇÕES PARA PESQUISAS FUTURAS

As descontinuidades foram definidas como o principal mecanismo de instabilidade dos taludes, logo, quanto maior o volume amostral, maior a assertividade em termos de previsão dos prováveis mecanismos de ruptura, uma vez que as probabilidades de ocorrência, nas análises de estabilidade, levam em consideração o volume de dados dentro de cada campo instável. Recomenda-se então que seja feito, constantemente, o mapeamento estrutural à medida que houver exposição do maciço rochoso na região da cava.

Os parâmetros necessários para as análises cinemáticas e analíticas foram obtidos por meio das classificações geomecânicas, devido à ausência de ensaios laboratoriais no maciço referente a cava. Propõe-se a realização de uma campanha de ensaios tanto para determinação de parâmetros de rocha intacta quanto para descontinuidades (as amostras já foram separadas ao longo do desenvolvimento do trabalho, sendo levado em consideração todos litotipos presentes), tendo como objetivo validar os parâmetros usados nas análises.

Concomitante a isto, tem-se que a presença de água é um dos fatores que podem promover a instabilidade dos taludes da cava Três Buracoslogo, estudos hidrogeológicos serão necessários para validar as análises e avaliar a real interferência da mesma ao longo de todo pit.

De posse dos ensaios e estudos hidrogeológicos será possível validar as análises elaboradas, e até mesmo otimizar alguns ângulos, uma vez que diversos valores de fator de segurança obtidos se encontram bem acima do limite crítico imposto ao projeto.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ASSIS, A.P. (2003). Mecânica e engenharia de rochas. Curso avançado. Publicação: G. AP-AA002/03. Universidade de Brasília – Departamento de Engenharia Civil e Ambiental / FT – Geotecnia.
- ÁVILA, C.R. (2012). Determinação das propriedades mecânicas de maciços rochosos e/ou descontinuidades utilizando classificações geomecânicas – Uma comparação entre os diversos métodos de classificação. Dissertação de mestrado, NUGEO, UFOP, Ouro Preto, 233p.
- BARTON, N. R. (1973) Review of a new shear strength criterion for rock joints. *Engng Geol.*, Elsevier, 7, 287–322.
- BARTON, N.R.(1987). Predicting the behaviour of underground openings in jointed rock. 4th Manual Rocha Memorial Lecture, Lisbon.
- BARTON, N., LIEN, R. & LUNDE, J. (1974). Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. *Journal of Rock Mechanics and Rock Engineering*, 6: 189–236.
- BARTON, N. & CHOUBEY, V. (1978), The shear strength of rock joints in theory and practice. *Rock Mechanics*, 10: pp. 1 - 54.
- BENKO, B. (1997). Numerical Modelling of Complex Slope Deformations. Department of Geological Sciences, University of Saskatchewan, Saskatoon, Canada, 366p.
- BIENIAWSKI, Z. T. (1973) - Engineering Classification of Jointed Rock Mass, *Trans. S. Afr. Instn. Civil Engrs.* Vol.15, pp. 335-342.
- BIENIAWSKI, Z.T. (1976). Rock mass classification in rock engineering. In *Exploration for rock engineering*, proc. of the symp., (ed. Z.T. Bieniawski) 1, 97-106. Cape Town: Balkema.
- BIENIAWSKI, Z. T. (1989). *Engineering Rock Mass Classification*. New York. John Wiley & Sons, 251 p.
- BRADY, B.H.G, BROWN, E.T. 1992. *Rock mechanics for underground mining*. London: Allen andUnwin.
- BRAIDA, J. A. REINERT, D.J., SOARES, J.M.D. (2007). Coesão e atrito interno associados aos teores de matéria orgânica e de água de um solo franco arenoso. *Ciência Rural*, v. 37, n. 6, p.1646-1653.
- CAMPOS, M.P. (2015) Modelamento Matemático da Mina Pequizão em Crixás GO. Dissertação de Mestrado, NUGEO, UFOP, Ouro Preto, Brasil, 175p.

- CAVALCANTE, R.F. (1997) Análise de estabilidade de taludes de mineração por métodos do equilíbrio limite e tensão-deformação. Dissertação de Mestrado, Departamento de Engenharia Civil e Ambiental, Universidade de Brasília, Brasília, Brasil, 156p.
- DEERE, D.U., HENDRON, A.J., PATTON, F.D. and 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), 237-302. New York: Soc. Min. Engrs, Am. Inst. Min. Metall. PetrolmEngrs.
- DONATO, F.T. (2011). Mapeamento geológico e petrografia dos alvos T-578-Greenstone Belt Pilar de Goiás (Pilar de Goiás-GO). Trabalho de conclusão de curso, Departamento de Geologia, UNESP, 74p.
- DUNCAN, C.W. CHRISTOPHER, W.M. (2005). Rock slopeengineering: civil and mining. Taylor & Francis e-Library, 456p.
- FIGUEIREDO, L. T. (2016).Avaliação de Estabilidade de Escavações em Meios Descontínuos, a Partir de Testemunhos de Sondagem da Mina Subterrânea de Vazante/MG. Dissertação de Mestrado, NUGEO, UFOP, Ouro Preto, Brasil, 238p.
- FIORI, A.P.; CARMIGNANI, L (2009). Fundamentos de mecânica dos solos e das rochas. Aplicação na estabilidade de taludes. Curitiba: Editora da UFPR, Oficina de Textos. 2 ed., 602p.
- GIANI, G. P. (1992): Rock Slope Stability Analysis, AA Balkema, Rotterdam, the Netherlands, 14–15.
- GOODMAN, R. E., BRAY, J. W (1976). Toppling of Rock Slopes. Proc. Rock Eng., For Foundations and Slopes, boulder.2, p.201-234.
- GOUVEIA, G. ALMEIDA, L., NEIVA, F. (2015). Modelamento geomecânico 3D utilizando o software Leapfrog Geo. 15º Congresso Brasileiro de Geologia de Engenharia e Ambiental, 9p.
- JOST H. & OLIVEIRA A.M. (1991). Stratigraphy of the greenstone belts, Crixás region, Goiás, Central Brazil. J. South Am. Earth Scie., 4:201 -214.
- JOST, H., VARGAS, M.C., FUCK, R.A., KUYUMJIAN, R.M., PIRES, A.C.B., (1994). Relações de contato, litologias, geologia estrutural e geofísica do Bloco Arqueano do Moqué, Crixás, Goiás. SBG, Simp. Geol. Centro-Oeste, IV, Brasília, Resumos Expandido.
- HIDALGO, C.A. (2002). Classificação Geomecânica e Simulação Numérica de Estruturas Subterrâneas de Barragens. Dissertação de Mestrado. Departamento de Engenharia Civil e Ambiental, Universidade de Brasília, Brasília, DF, 200p.
- HOEK, E. (1994). Strength of rock and rock masses, ISRM News Journal, 2(2), 4016.
- Hoek, E. (2009), Fundamentals of slope design. Keynote address at Slope Stability 2009, Santiago, Chile, 9 - 11 November 2009.

- HOEK, E. and BRAY, J. (1981) Rock Slope Engineering, 3rd edn, Inst. Mining and Metallurgy, London, UK.
- HOEK, E. E BROWN, E.T. (1980). Empirical strength criterion for rock masses. *Journal of Geotechnical Engineering Division, ASCE*, v.106, No. GT9, p.1013-1035.
- HOEK, E. CARTER, T., DIEDERICHS, M. (2013). Quantification of the Geological Strength Index Chart. 47th. Is: US Rock Mechanics/Geomechanics Symposium, San Francisco.
- Hoek, E., CARRANZA-TORRES, C. & CORKUM, B. (2002). HoekBrown Failure Criterion—2002 Edition. Proceedings of the 5th North American Rock Mechanics Symposium and 17th Tunneling Association of Canada Conference: NARMS-TAC 2002, July 7–10, University of Toronto, 267–271.
- HOEK, E.; KAISER, P.; BAWDEN, W. (1995) Support of underground excavations in hard rock. Nova York: Taylor & Francis, 225p.
- KOCHEN, R. (2009). Gerenciamento de Risco em Obras Subterrâneas de Engenharia. 8p.
- ISRM. (1981). Rock Characterization Testing and Monitoring-ISRM Suggested Methods. E.T. Brown (ed), Pergamon, Oxford, England, 211p.
- LADANYI B., ARCHAMBAULT, G. (1970): Simulation of shear behaviour of a jointed rock mass. In: Proc., 11th Symp. on Rock Mechanics: Theory and Practice, AIME, New York, 105–125.
- LADANYI B, ARCHAMBAULT G. (1972). Evaluation of shear strength of a jointed rock mass., Proc. 24th Int. Geological Congress, Montreal, Section 13D, 249-270.
- LAUFFER, H. (1958). Gebirgsklassifizierung für den Stollenbau. *Geol. Bauwesen* 24(1), 46-51.
- LINS, F.A.; LOUREIRO, F.E.V.L.; ALBURQUERQUE, G.A.S.C. (2000). Brasil 500 anos. A construção do Brasil e da América Latina pela mineração. 421p.
- MENEZES, D.A. (2013). Caracterização geotécnica e análise dos modos de ruptura de taludes operacionais em itabirito compacto. Dissertação de Mestrado, NUGEO, UFOP, Ouro Preto, Brasil, 192p.
- NETO, M. P. (2016). Estudo da influência do nível d'água nas análises de estabilidade dos taludes da cava da mina do Andrade. Dissertação de Mestrado, NUGEO, UFOP, Ouro Preto, Brasil, 248p.
- PEREIRA, L.C. (2012). Análise tensão-deformação e ponto de equilíbrio limite do mecanismo de tombamento de blocos. Dissertação de Mestrado, NUGEO, UFOP, Ouro Preto, Brasil, 198p.

- PIMENTEL, M.M, JOST.H, ARMSTRONG, R. FUCK, R.A, JUNGES, S.L., RESENDE M.G (2000) Re-appraisal of the Santa Rita greenstone belt stratigraphy, central Brazil, based on new U-Pb SHRIMP age and Sm-Nd data offelsic volcanic rocks. *RBG*, 30:157-160.
- PINHEIRO, A.L. (2014). Influência das descontinuidades no comportamento geomecânico e nos modos de ruptura em taludes escavados em rochas brandas. Tese de Doutorado, NUGEO, UFOP, Ouro Preto, Brasil, 191p
- READ, J. STACEY, P. (2009). Guidelines for Open Pit Slope Design. Csiro Publishing – Technology & Engineering, 512p.
- REIS, R.C. (2010). Estudo de estabilidade de taludes da mina de Tapira-MG. Dissertação de Mestrado, NUGEO, UFOP, Ouro Preto, Brasil, 145.p.
- SALCEDO D.A. (1983) Macizos Rocosos: Caracterización, Resistencia al Corte y Mecanismos de Rotura. Proc. 25 Aniversario Conferencia Soc. Venezolana de Mecánica del Suelo e Ingeniería de Fundaciones, Caracas, pp 143–172
- SONMEZ, H.; ULUSAY, R. (1999). Modifications to the geological strength index (GSI) and their applicability to stability of slopes. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 743-760.
- SOUSA, V.H. (2011). Estratigrafia isotópica dos greenstone belt de Pilar de Goiás e correlações. Dissertação de mestrado. Instituto de Geociências, Laboratório de Geocronologia, UNB. 90p.
- TEIXEIRA, A.C (2012). Análise estrutural e microtectônica da inflexão do jorino e depósitos de ouro associados no greestone belt de Pilar de Goiás. Trabalho de conclusão de curso, Departamento de Geologia, UNESP, 94p.
- TERZAGHI, K. (1946). Rock defects and loads on tunnel supports. In *Rock tunneling with steel supports*, (eds R. V. Proctor and T. L. White) 1, 17-99. Youngstown, OH: Commercial Shearing and Stamping Company.
- WICKHAM, G.E., TIEDEMANN, H.R. and SKINNER, E.H. (1972). Support determination based on geologic predictions. In *Proc. North American rapid excav. tunneling conf.*, Chicago, (eds K.S. Lane and L.A. Garfield), 43-64. New York: Soc. Min. Engrs, Am. Inst. Min. Metall. PetrolmEngrs.