

**UNIVERSIDADE FEDERAL DO PARANÁ**

**ANDRÉ NAGALLI**

**ESTABILIDADE DE TALUDES EM ROCHA COM APLICAÇÃO DE ESCÂNER A  
LASER – CASO DA MINA SAIVÁ, RIO BRANCO DO SUL, PR**

**CURITIBA  
2010**

**ANDRÉ NAGALLI**

**ESTABILIDADE DE TALUDES EM ROCHA COM APLICAÇÃO DE ESCÂNER A  
LASER – CASO DA MINA SAIVÁ, RIO BRANCO DO SUL, PR**

**Tese apresentada ao Curso de Pós-  
Graduação em Geologia, Setor de Ciências  
da Terra, Universidade Federal do Paraná,  
como requisito parcial à obtenção do grau de  
Doutor em Geologia.**

**Orientador: Prof. Dr. Alberto Pio Fiori**

**CURITIBA  
2010**

## **TERMO DE APROVAÇÃO**

ANDRÉ NAGALLI

### **ESTABILIDADE DE TALUDES EM ROCHA COM APLICAÇÃO DE ESCÂNER A LASER – CASO DA MINA SAIVÁ, RIO BRANCO DO SUL, PR**

Tese aprovada como requisito parcial para a obtenção do grau de Doutor no Curso de Pós-Graduação em Geologia, Setor de Ciências da Terra da Universidade Federal do Paraná, pela seguinte banca examinadora:

Orientador: Prof. Dr. Alberto Pio Fiori  
Departamento de Geologia, UFPR

Prof. Dr. Ginaldo A. da C. Campanha  
Instituto de Geociências, USP

Prof. Dr. Lázaro Valentim Zuquetti  
Escola de Engenharia de São Carlos – IGc-USP

Prof. Dr. Ney Augusto Nascimento  
Departamento de Construção Civil, UFPR

Prof. Dr. Elvo Fassbinder  
Departamento de Geologia, UFPR

Curitiba, 13 de dezembro de 2010.

## AGRADECIMENTOS

A Deus que tudo torna possível.

A meus pais, João Tadeu Nagalli e Silvana Maria Magdalon Nagalli, minha base de apoio na vida, por tornarem mais agradável e consistente esta caminhada.

A meu irmão e graduando em geologia Bruno Nagalli pelas intensas discussões geológicas, aulas de campo, aprendizados conjuntos e suporte ao longo da pesquisa, por vezes a milhares de quilômetros de distância, meu agradecimento especial.

A minha irmã Mariana Nagalli, pelo incentivo sempre bem-humorado.

A minha esposa Cláudia da Silva Leite Nagalli, pelo amor e compreensão nos momentos de ausência.

A meus avós, João Nagalli, Maria do Carmo Rigatto Nagalli (*in memoriam*), Adão José Magdalon e Sônia Aparecida Stabellini Magdalon, por todo o carinho.

A meu orientador Prof. Dr. Alberto Pio Fiori pela colaboração, incentivo, pelas discussões técnicas, dedicação e amizade.

Ao amigo André Ramiro Hillani Pierin pela ajuda durante os levantamentos de campo e orientações no aprendizado do escâner a laser

Ao LABAP pela disponibilização do escâner a laser e sua estrutura de apoio à pesquisa.

À Votorantim Cimentos, nas pessoas dos Senhores Shigueru Hassumi e Jonas Kemczenski pela permissão de realização da pesquisa e apoio junto à mina Saivá

Ao Lactec pela disponibilização de sua estrutura de laboratórios, equipamentos e serviços para realização dos ensaios de compressão uniaxial.

Aos membros da banca avaliadora, Prof. Dr. Ginaldo Ademar da Cruz Campanha, Prof. Dr. Lázaro Valentim Zuquetti, Prof. Dr. Ney Augusto Nascimento, Prof. Dr. Elvo Fassbinder, pela rica discussão técnica durante a defesa da tese e, em especial, aos professores Elvo, Ney e Ginaldo, que puderam dar suas contribuições durante o exame de qualificação da tese, sobremaneira importante ao descerro do presente.

A todos, muita estima e agradecimentos.

*“Eu sou o Alfa e o Ômega,  
o Primeiro e o Último,  
o Princípio e o Fim.”*

(APOCALIPSE 22, 13)

## RESUMO

O estudo buscou avaliar a estabilidade de taludes em rocha a partir de imagens obtidas por um escâner a laser terrestre. Trata-se de uma técnica de uso recente cujos resultados na área geotécnica são ainda iniciais. A primeira etapa do estudo verificou a aplicabilidade do método e suas limitações. A área tipo escolhida foi a mina Saivá, situada no município de Rio Branco do Sul, Estado do Paraná. Utilizada como matéria-prima para a fabricação de cimento, situa-se geologicamente no Grupo Açungui, na Formação Votuverava. A rocha predominante é um metacalcáreo. O método de análise envolveu levantamentos de campo, identificação e medição de estruturas geológicas em imagem digital tridimensional, elaboração de diagramas estruturais, ensaios experimentais para avaliação da resistência mecânica da rocha, classificação do maciço rochoso e análise da estabilidade dos taludes. Os experimentos realizados revelam que a rocha apresenta boa resistência mecânica, cuja tensão de ruptura na direção perpendicular ao acamamento da rocha é de  $101,5 \pm 30,3$ MPa e de  $92,3 \pm 24,4$ MPa na direção paralela ao acamamento. Os planos de ruptura dos corpos de prova comprimidos em direção perpendicular ao acamamento apresentaram ângulos de  $68 \pm 15^\circ$  com a horizontal e superfícies mais rugosas que os corpos de prova sujeitos à compressão em direção paralela ao acamamento, com ângulos que variaram de  $83 \pm 8^\circ$  com a horizontal. Evidenciou-se que os veios preenchidos por calcita não influenciaram a disposição espacial dos planos de ruptura dos corpos de prova. Os resultados obtidos revelam que a ferramenta do escâner a laser mostra-se vantajosa e precisa, isto é, compatível com os processos tradicionais de medição de planos de ruptura. A amplitude de variação das medidas tomadas digitalmente é compatível com as observadas em campo e a possibilidade de se trabalhar um volume maior de dados mostra-se um diferencial. Puderam ser identificadas em meio digital as famílias de estruturas mais problemáticas do ponto de vista de estabilidade das vertentes leste e oeste da mina. As direções preferenciais das medidas obtidas em campo são compatíveis com os resultados da análise digital. Uma vantagem do método é a possibilidade de se obter parâmetros estruturais de áreas de acesso dificultoso ou restrito, por questão de segurança, por exemplo.

Palavras-chave: Estabilidade de taludes. Maciço Rochoso. Escâner a laser. Mina de Saivá.

## ABSTRACT

The use of digital imaging techniques in geology is a current trend. This study intends to evaluate the slope stability in rock masses by means of images obtained by a terrestrial laser scanning system. Its application to geotechnical purposes is still initial. The first stage of the study verified the applicability of the technique and its limitations. The object of the study is the Saivá Mine, located in the city of Rio Branco do Sul, state of Paraná, Southern Brazil, a metamorphic rock deposit. The Saivá Mine belongs geologically to the Açungui Group, more specifically the Votuverava Formation. The method of analysis involved field surveys, identification and measurement of geological structures in three-dimensional digital images, development of structural diagrams, experimental tests to evaluate the mechanical strength of the rock, rock mass classification and analysis of slope stability of a chosen mine cut area. The results showed that rock has good mechanical properties, whose breakdown with ultimate compressive stresses, in the direction perpendicular to the layering of the rock of  $101.5 \pm 30.3$  MPa, and  $92.3 \pm 24.4$  MPa in the direction parallel to the layering. The rupture planes related to specimens which were compressed in a perpendicular direction to the layering show angles of  $68 \pm 15$  degrees to the horizontal and rougher surfaces than the specimens subjected to compression in a direction parallel to the layering whose rupture planes were in  $83 \pm 8$  degrees to the horizontal. The results showed that this laser scanning tool may lead to accurate possible rupture planes, similarly to what is obtained in field measurements. Another advantage is that the method allows working with a great number of data simultaneously. It was possible to identify through digital media the more problematic structures from the standpoint of stability of the slopes on both east and west of the mine. The preferred orientations of the planes obtained in the field are compatible with the results of the digital analysis. One of the notable advantages of the method is the possibility of getting structural parameters for areas with difficult or restricted direct access, for example.

Key-words: Slope stability. Rock Mass. Laser scanning

## LISTA DE ILUSTRAÇÕES

FIGURA 1	- LOCALIZAÇÃO DA MINA SAIVÁ, NO MUNICÍPIO DE RIO BRANCO DO SUL.....	15
QUADRO 1	- SISTEMA DE CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA PONDERADO.....	24
QUADRO 2	- CLASSIFICAÇÃO DE BLOCOS DE ROCHA.....	24
QUADRO 3	- ÍNDICE DOS NÚMETOS DE FAMÍLIAS DE FRATURAS ( $J_n$ ).....	25
QUADRO 4	- ÍNDICE $J_w$ DO CAUDAL EFLUENTE.....	26
QUADRO 5	- ÍNDICE $J_a$ DE ALTERAÇÃO DAS PAREDES DAS FRATURAS.....	25
QUADRO 6	- ÍNDICE $J_r$ DE RUGOSIDADE DAS FRATURAS.....	27
QUADRO 7	- ÍNDICE SRF DO ESTADO DE TENSÃO DO MACIÇO.....	26
QUADRO 8	- ESTIMATIVA DA RESISTÊNCIA AO CISALHAMENTO APARENTE, A PARTIR DOS PARÂMETROS $J_r$ E $J_a$ .....	27
QUADRO 9	- CLASSIFICAÇÃO DO MACIÇO ROCHOSO CONFORME O VALOR DE Q.....	28
QUADRO 10	- PARÂMETRO A DA CLASSIFICAÇÃO.....	28
QUADRO 11	- PARÂMETRO B DA CLASSIFICAÇÃO.....	29
QUADRO 12	- PARÂMETRO C DA CLASSIFICAÇÃO.....	29
FIGURA 3	- MAPA GEOLÓGICO ESTRUTURAL DO GRUPO AÇUNGUI.....	39
QUADRO 13	- ESPECIFICAÇÕES TÉCNICAS DO EQUIPAMENTO UTILIZADO.....	51
FIGURA 4	- FLUXOGRAMA DO MÉTODO DE PESQUISA.....	54
FIGURA 5	- AQUISIÇÃO DE MEDIDAS EM CAMPO.....	57
FIGURA 6	- DETALHE DO RECONHECIMENTO PLANOS 38 A 41.....	60
FIGURA 7	- PADRÃO DE IDENTIFICAÇÃO DE AMOSTRAS.....	63
FIGURA 8	- (A) FOTOGRAFIA DA ÁREA IMAGEADA (B) PERSPECTIVA DA NUVEM DE PONTOS, COM APARÊNCIA DE FOTOGRAFIA (C) PERSPECTIVA DA NUVEM DE PONTOS, COM APARÊNCIA DE INTENSIDADE DE RETORNO DO LASER MULTI-COR.....	66
FIGURA 9	- VISTA GERAL DA NUVEM DE PONTOS PRÉ-PROCESSAMENTO DOS DADOS.....	67
FIGURA 10	- VISTA GERAL DA NUVEM DE PONTOS PÓS-PROCESSAMENTO DOS DADOS.....	67
FIGURA 11	- PLANO DE FRATURA COM INVESTIGAÇÃO DE DETALHE.....	69
FIGURA 12	- HISTOGRAMA DAS MEDIDAS DE DIREÇÃO DO GRUPO 11.....	70
FIGURA 13	- NUVEM DE PONTOS OBTIDA NA SEGUNDA CAMPANHA.....	72
QUADRO 14	- GRUPOS DE PLANOS UTILIZADOS NO ESTUDO, SUA QUANTIDADE (N) E MEDIDA ESTRUTURAL REPRESENTATIVA (MÉDIA).....	74



FIGURA 14	– DIAGRAMAS ESTRUTURAIS PARA TODAS AS 188 MEDIDAS ESTRUTURAIS LEVANTADAS .....	<b>75</b>
FIGURA 15	– LINHA DE VARREDURA AB JUNTO À FACE NW-SE .....	<b>76</b>
FIGURA 16	– CORRELAÇÃO ENTRE A OCORRÊNCIA DOS ESTALOS E A CARGA NORMAL APLICADA NO CORPO DE PROVA B4E1.....	<b>81</b>
FIGURA 17	– DETALHE DOS CORPOS DE PROVA ROMPIDOS: (A) B1A1 – PLANO DE RUPTURA PARALELO AO ACAMAMENTO (B) B2E1 - PLANO DE RUPTURA PERPENDICULAR AO ACAMAMENTO.....	<b>81</b>
FIGURA 18	– DETALHE NAS AMOSTRAS B2A1, B2A2 E B2A3 DOS PLANOS DE RUPTURA CRUZANDO VEIOS PREENCHIDOS POR CALCITA .....	<b>82</b>
FIGURA 19	– DETALHE DAS AMOSTRAS B2E1 E B2E2 DOS PLANOS DE RUPTURA CRUZANDO VEIOS PREENCHIDOS POR CALCITA .....	<b>83</b>
FIGURA 20	– DETALHE DAS AMOSTRAS B2E1, B2E2, B3E1, MOSTRANDO A INCLINAÇÃO E RUGOSIDADE DOS PLANOS DE RUPTURA.....	<b>83</b>
QUADRO 15	– AJUSTE DE ORIENTAÇÃO DE DESCONTINUIDADES PARA AS DIFERENTES FACES DA MINA.....	<b>85</b>
QUADRO 16	– QUADRO RESUMO DE PARÂMETROS DE ENTRADA PARA A CLASSIFICAÇÃO DE BIENIAWSKI (1974).....	<b>86</b>
FIGURA 21	– PROJEÇÃO CICLOGRÁFICA E POLAR DA CONCENTRAÇÃO MÁXIMA DE POLOS E SUAS RESPECTIVAS ESTRUTURAS PLANAS MÉDIAS IDENTIFICADAS NAS IMAGENS DO AFLORAMENTO.....	<b>90</b>
FIGURA 22	– DIAGRAMA DE MOHR MOSTRANDO AS CONDIÇÕES DE RUPTURA DE UMA ROCHA INTACTA ANTES DA REATIVAÇÃO DE UMA FALHA SEM COESÃO AO LONGO DO PLANO, PARA UMA TENSÃO DE REFERÊNCIA GENÉRICA T.....	<b>91</b>
FIGURA 23	– OVERLAY CONTENDO O CONE DE ATRITO, PREPARADO PARA UMA VERTENTE DE 70° DE INCLINAÇÃO E 30° DE ÂNGULO DE ATRITO INTERNO.....	<b>93</b>
FIGURA 24	– RESULTADOS DA ANÁLISE CINEMÁTICA DE ESCORREGAMENTOS SEGUNDO ESTRUTURAS PLANARES PARA OS PLANOS DAS VERTENTES EXISTENTES NA MINA, REPRESENTADOS EM RUMOS DE MERGULHO.....	<b>94</b>
QUADRO 17	– QUADRO RESUMO DOS ESCORREGAMENTOS PLANARES.....	<b>95</b>
FIGURA 25	– TESTE DE MARKLAND PARA AS ESTRUTURAS N60E/75SE E N15W/60SW .....	<b>96</b>
FIGURA 26	– TESTE DE MARKLAND PARA AS ESTRUTURAS N60E/75SE E N30E/75SE.....	<b>97</b>
FIGURA 27	– TESTE DE MARKLAND PARA AS ESTRUTURAS N60E/75SE E EW/65S .....	<b>98</b>
FIGURA 28	– TESTE DE MARKLAND PARA AS ESTRUTURAS N60E/75SE E N40E/63NW.....	<b>99</b>
FIGURA 29	– TESTE DE MARKLAND PARA AS ESTRUTURAS N15W/60SW E N30E/75SE ...	<b>100</b>
FIGURA 30	– TESTE DE MARKLAND PARA AS ESTRUTURAS N15W/60SW E EW/65S .....	<b>101</b>
FIGURA 31	– TESTE DE MARKLAND PARA AS ESTRUTURAS N15W/60SW E N40E/63NW..	<b>102</b>

FIGURA 32	–	TESTE DE MARKLAND PARA AS ESTRUTURAS N30E/75SE E EW/65S .....	<b>103</b>
FIGURA 33	–	TESTE DE MARKLAND PARA AS ESTRUTURAS N30E/75SE E N40E/63NW....	<b>104</b>
FIGURA 34	–	TESTE DE MARKLAND PARA AS ESTRUTURAS EW/65S E N40E/63NW .....	<b>105</b>
QUADRO 18	–	QUADRO RESUMO DOS RISCOS PRIMÁRIOS DE ESCORREGAMENTOS EM CUNHA.....	<b>106</b>
QUADRO 19	–	QUADRO RESUMO DOS RISCOS SECUNDÁRIOS DE ESCORREGAMENTOS EM CUNHA.....	<b>106</b>
FIGURA 35	–	OVERLAY DE ANÁLISE CINEMÁTICA DA ESTABILIDADE QUANTO AO TOMBAMENTO DE BLOCOS.....	<b>107</b>
FIGURA 36	–	RESULTADOS DA APLICAÇÃO DO OVERLAY ÀS VERTENTES EXISTENTES NA MINA .....	<b>108</b>

## LISTA DE TABELAS

TABELA 1	– RESUMO DOS LEVANTAMENTOS ESTRUTURAIS EFETUADOS PELO GRUPO VOTORANTIM NA MINA .....	49
TABELA 2	– QUANTIDADE DE PONTOS REFERENCIADOS QUE COMPÕEM A NUVEM .....	65
TABELA 3	– PLANOS IDENTIFICADOS .....	68
TABELA 4	– QUANTIDADE DE PONTOS REFERENCIADOS QUE COMPÕEM A NUVEM .....	72
TABELA 5	– PARÂMETRO $\lambda$ CALCULADO PARA AS DIFERENTES FACES.....	77
TABELA 6	– CÁLCULO DO ESPAÇAMENTO MÉDIO INTERDESCONTINUIDADES PARA A LINHA DE VARREDURA AB.....	77
TABELA 7	– CÁLCULO DO ESPAÇAMENTO MÉDIO INTERDESCONTINUIDADES PARA A LINHA DE VARREDURA CD .....	78
TABELA 8	– CÁLCULO DO ESPAÇAMENTO MÉDIO INTERDESCONTINUIDADES PARA A LINHA DE VARREDURA EF.....	78
TABELA 9	– CÁLCULO DO ESPAÇAMENTO MÉDIO INTERDESCONTINUIDADES PARA A LINHA DE VARREDURA GH.....	79

## LISTA DE ABREVIATURAS E DE SIGLAS

AHP	–	<i>Analytic Hierarchy Process</i> - Processo Hierárquico Analítico
ABNT	–	Associação Brasileira de Normas Técnicas
AENOR	–	<i>Asociación Española de Normalización y Certificación</i> – Associação Espanhola de Normalização e Certificação
AFNOR	–	<i>Association Française de Normalisation</i> - Associação Francesa de Normalização
ASTM	–	<i>American Society for Testing and Materials</i> – Sociedade Americana de Ensaios e Materiais
BPI	–	<i>Block Punch Index</i> – Índice de Punção de Bloco
DEM	–	<i>Digital Elevation Model</i> - Modelo de Elevação Digital
DIN	–	<i>Deutsches Institut für Normung</i> - Instituto Alemão de Normalização
FDM	–	<i>Fuzzy Delphi Method</i> - Método Delphi Fuzzy
GIS	–	<i>Geografic Information System</i> - Sistema de Informações Geográficas
IQR	–	Índice de Qualidade de Rocha
IQR*	–	Índice de Qualidade de Rocha Teórico
$IQR_t^*$	–	Índice de Qualidade de Rocha Teórico para um valor limiar arbitrário $t$
$J_a$	–	Parâmetro da classificação de Barton <i>et al.</i> (1974) que define a alteração das juntas
$J_n$	–	Parâmetro da classificação de Barton <i>et al.</i> (1974) que define a importância dos conjuntos de juntas
$J_r$	–	Parâmetro da classificação de Barton <i>et al.</i> (1974) que define rugosidade
JRC	–	<i>Joint Roughness Coefficient</i> – Coeficiente de Rugosidade de Junta
$J_w$	–	Parâmetro da classificação de Barton <i>et al.</i> (1974) que define o fluxo da água nas juntas
LIDAR	–	<i>Light Detection and Ranging</i> - Detecção por Luz e Varredura
LDA	–	<i>Linear Discriminant Analysis</i> - Análise Discriminante Linear
NBR	–	Norma Técnica Brasileira
NGI	–	<i>Norwegian Geotechnical Institute</i> – Instituto Geotécnico Norueguês
r & R	–	<i>Schmidt hammer rebounds on weathered and fresh rock surfaces</i> – ensaio com o martelo de Schmidt aplicado a rochas de superfícies sãs ou alteradas
RQD	–	<i>Rock Quality Designation</i> – Índice de Qualidade de Rocha

RSR	–	<i>Rock Structure Rating</i> – Classificação Estrutural de Rochas
SCA	–	Sistema de Cavalgamento Açungui
SDA	–	Sistema Dobramento Apiaí
STL	–	Sistema de Transcorrência Lancinha
SRF	–	<i>Stress Reduction Factor</i> – Índice de influência do Estado de tensão do maciço
ELT	–	Escâner a Laser Terrestre
UCS	–	<i>Uniaxial Compressive Strength</i> – Resistência a Compressão Uniaxial
UNI	–	<i>Ente Nazionale Italiano de Unificazione</i> – Órgão Nacional de Unificação
$\psi$	–	Linha de interseção entre duas estruturas planares

## SUMÁRIO

<b>1. INTRODUÇÃO</b> .....	<b>13</b>
1.1. VISÃO GERAL .....	13
1.2. HIPÓTESES.....	14
1.3. OBJETIVOS .....	14
1.4. ÁREA DE ESTUDO.....	15
1.4.1. Localização e Vias de Acesso .....	15
<b>2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA</b> .....	<b>16</b>
2.1. A TECNOLOGIA DE ESCANERIZAÇÃO A LASER .....	16
2.1.1. Histórico de utilização e definições .....	16
2.1.2. A técnica de escanerização a laser.....	19
2.2. CLASSIFICAÇÃO DE MACIÇOS ROCHOSOS.....	21
2.2.1. Ensaio de compressão uniaxial .....	30
2.3. ESTABILIDADE DE TALUDES EM ROCHA .....	33
2.4. GEOLOGIA DA ÁREA DE ESTUDO.....	37
2.4.1.1. A mina de Saivá .....	40
2.4.1.1.1. Caracterização dos litotipos .....	44
2.4.1.1.2. Análise estrutural.....	48
<b>3. MATERIAIS E MÉTODOS</b> .....	<b>50</b>
3.1. ESCÂNER A LASER TERRESTRE (ELT) .....	50
3.1.1. Programas de Computador.....	51
3.2. LEVANTAMENTOS DE CAMPO .....	52
3.3. O MÉTODO DE PESQUISA .....	53
3.3.1. Validação da Técnica .....	54
3.3.2. Aplicação do Método a um Estudo de Caso.....	61
3.3.3. Classificação do Maciço Rochoso.....	61
3.3.4. Métodos Empregados na Análise da Estabilidade de Taludes .....	64
<b>4. ANÁLISE DOS RESULTADOS E DISCUSSÃO</b> .....	<b>65</b>
4.1. APLICABILIDADE DO ESCÂNER A LASER.....	65
4.1.1. Resultados da primeira campanha.....	65
4.1.2. Resultados da segunda campanha.....	71
4.2. ESTRUTURAS GEOLÓGICAS RECONHECIDAS EM MEIO DIGITAL .....	73
4.3. CLASSIFICAÇÃO DO MACIÇO ROCHOSO.....	75
4.3.1. Cálculo do IQR Teórico .....	76
4.3.2. Espaçamento das Juntas .....	77
4.3.3. Resistência da Rocha Intacta .....	79
4.3.4. Água Subterrânea .....	84
4.3.5. Ajuste para Orientação das Descontinuidades.....	85
4.3.6. Classificação por Bieniawski (1974).....	86
4.3.7. Classificação por Wickham <i>et al.</i> (1974) .....	87
4.3.8. Classificação por Barton <i>et al.</i> (1974) .....	88
4.4. ANÁLISE CINEMÁTICA DOS TALUDES EM ROCHA .....	89
4.4.1. Determinação do ângulo de atrito .....	91
4.4.2. Análise de escorregamentos segundo estruturas planares .....	92
4.4.3. Análises de deslizamentos em cunha .....	95
4.4.4. Tombamento de blocos.....	106
4.5. USOS POTENCIAIS DE APLICAÇÃO DA FERRAMENTA .....	109
<b>5. CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES</b> .....	<b>111</b>
REFERÊNCIAS .....	115
APÊNDICES .....	124
1. Feições Planares Identificadas no Imageamento.....	125
2. Memorial de Cálculo da Inclinação das Vertentes.....	137
3. Algoritmo de Cálculo das Medidas Estruturais a partir de três pontos referenciados .....	139

## 1. INTRODUÇÃO

### 1.1. VISÃO GERAL

A aplicação dos conhecimentos geológicos tem possibilitado ao homem um convívio mais harmônico com o meio ambiente. Em especial, a geologia ambiental em conjunto com demais ciências e engenharias tem buscado auxiliar neste convívio, de cujas áreas a geotecnia se destaca procurando auxiliar o homem na ocupação do território e no aproveitamento adequado e seguro dos recursos ambientais. Um exemplo de aplicação da geotecnia nas atividades quotidianas no homem é o estudo da estabilidade de taludes.

A avaliação da estabilidade de taludes possibilita a otimização de lavras em áreas de mineração, a segurança de cortes de estradas, túneis e encostas naturais e artificiais, entre outros benefícios. A instabilização de taludes em rocha se dá, em geral, pela conjugação de diversos fatores, que corroboram para o colapso da estrutura e envolvem aspectos como os esforços atuantes (terremotos, sobrecargas, gradientes térmicos, etc.), as características geológico-geotécnicas dos maciços (origem, constituição, histórico de tensões, etc.), suas características geométricas (forma, inclinação das vertentes, distribuição espacial das descontinuidades, etc.) e percolação de fluidos, entre outros.

O avanço da ciência tem permitido, em especial com o uso de computadores, a aquisição e o tratamento simultâneo de uma quantidade cada vez maior de dados. Este fato possibilita análises estatisticamente mais acuradas e, conseqüentemente, resultados melhores. Quando se trata de segurança de pessoas, lindeiros ou trabalhadores de minas, a garantia da estabilidade em taludes ganha ainda mais importância. Somam-se a esta questão as oportunidades de racionalização do processo de lavra, com o uso de novas tecnologias, o que gera explorações mais econômicas e produtivas.

## 1.2. HIPÓTESES

Constituem-se hipóteses da presente tese as seguintes questões: i) É possível avaliar a estabilidade de taludes em rocha a partir de técnicas de imageamento terrestre?; ii) Sendo possível, existem critérios ou limitações para o emprego destas técnicas?.

## 1.3. OBJETIVOS

O objetivo geral do presente trabalho é responder às hipóteses da tese, ao avaliar a estabilidade de taludes em rocha a partir da ferramenta denominada escâner a laser, estabelecendo-se os critérios técnicos para tal. Assim, têm-se como objetivos específicos da pesquisa:

1. Verificação da aplicabilidade do método proposto;
2. A obtenção de nuvem de pontos georreferenciados a partir de escâner a laser terrestre, gerando um modelo de elevação digital (DEM);
3. A geração de um banco de dados de estruturas e suas características geométricas;
4. A geração de diagramas estruturais e histogramas para verificação de compatibilidade entre dados virtuais e reais;
5. A classificação geotécnica do maciço rochoso estudado, a partir de levantamentos realizados em imagem digital e, complementados, quando necessário, em campo;
6. Avaliação da estabilidade dos taludes da mina, identificando situações críticas;
7. Na área da geotecnia, listar usos potenciais de aplicação da ferramenta, ao definir parâmetros e/ou limitações para aplicação do método;
8. Aplicação do método a um estudo de caso junto à mina Saivá.



## 1.4. ÁREA DE ESTUDO

### 1.4.1. Localização e Vias de Acesso

A área escolhida como objeto do estudo é a mina Saivá, situada no município de Rio Branco do Sul, Paraná, coordenadas UTM 667400.55m E, 7215073.73m N, uma jazida de metacalcário empregado pelo Grupo Votorantim, detentor atual de seus direitos de exploração, na fabricação de cimento. Um mapa de localização do município de Rio Branco do Sul e da referida jazida é apresentado na Figura 1.

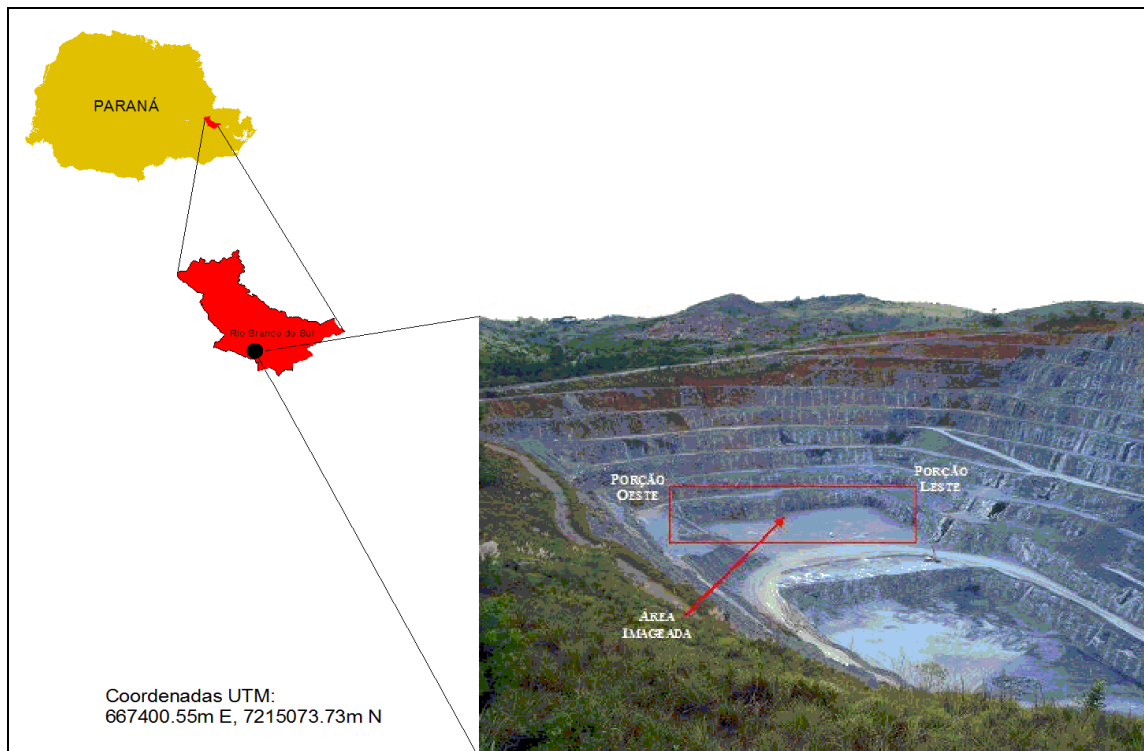


FIGURA 1 - LOCALIZAÇÃO DA MINA SAIVÁ, NO MUNICÍPIO DE RIO BRANCO DO SUL, E DA ÁREA IMAGEADA, A PORÇÃO LESTE COM 200M DE COMPRIMENTO POR 18M DE ALTURA E A PORÇÃO OESTE COM 60M DE COMPRIMENTO POR 62M DE ALTURA

A área escolhida para imageamento foi definida em função do processo de exploração da mina, de modo que a pesquisa não ficasse prejudicada pelas atividades operacionais da mina e vice-versa. Foram imageadas porções da primeira e segunda bancadas da mina, junto às face leste e oeste da mesma, conforme ilustrou a Figura 1.

## 2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

### 2.1. A TECNOLOGIA DE ESCANERIZAÇÃO A LASER

#### 2.1.1. Histórico de utilização e definições

Avanços consideráveis foram conseguidos no estudo da susceptibilidade ao fraturamento e sua modelagem, especialmente no que diz respeito ao campo de escorregamento no universo tridimensional e a seu monitoramento. Grande parte destes estudos emprega mapas topográficos digitais e modelos de elevação digital (DEM) derivados de sensores aéreos, ou seja, fotografias aéreas e equipamentos aerotransportados como o LIDAR (*Light Detection and Ranging*), por exemplo (ABELLÁN *et al.*, 2006; PESCI *et al.*, 2007; LAEFER *et al.*, 2010).

O inconveniente no emprego da tecnologia aérea decorre do fato destes sensores alcançarem densidades máximas de informação quando sua incidência é perpendicular à topografia, tipicamente superfícies sub-horizontais. Por outro lado, as instabilidades devido ao fraturamento de rochas e seus deslocamentos usualmente ocorrem segundo planos verticais ou sub-verticais, justamente onde os resultados obtidos por meio de sensores terrestres são melhores (ARMESTO *et al.*, 2009; ABELLÁN *et al.*, 2006).

O escâner a laser terrestre (ELT) é um equipamento capaz de capturar imagens e as coordenadas tridimensionais dos pontos que compõem a superfície de objetos, em um sistema de referência, com alta velocidade e acurácia (LAEFER *et al.*, 2010). Staiger (2003) avaliou o desempenho de diferentes ELT's disponíveis atualmente no mercado (dos fabricantes: Cyra, Mensi, Optech, Riegl e Z & F), e concluiu que o desempenho dos equipamentos analisados é marcante, destacando-se uma aquisição de dados fácil e rápida, e boas precisões (em conformidade com o que estabelecem os fabricantes). A etapa de tratamento de dados foi considerada como limitante, pois consome grande parte do tempo do processo, requerendo maior automatização e agilidade.

De maneira análoga, Lichti (2008) promoveu um estudo com um ELT, modelo Faro 880, tendo promovido 10 testes de calibração a fim de investigar a

acurácia de aplicação do equipamento através de um novo método, por este proposto. O estudo concluiu que este novo método revelou-se inadequado à análise, requerendo um horizonte de análises maior que os treze meses desenvolvidos no trabalho.

Comparativamente a outras técnicas de medição terrestres como a estação total, o ELT apresenta como vantagem a rápida e automática obtenção, com acurácia (PESCI *et al.*, 2007), de grande quantidade de dados enquanto uma estação total, por exemplo, é dependente da habilidade do operador para a obtenção de uma quantidade de pontos que bem possam representar um afloramento, e este processo revela-se sobremaneira mais lento (ARMESTO *et al.*, 2009). Outro ponto a favor do ELT é o fato de permitir a aquisição de dados nas porções mais elevadas de um afloramento, possibilitando uma caracterização mais acurada, como por exemplo, a inclusão de melhores dados de persistência, orientação e curvatura de descontinuidades, o que possibilita uma base de dados para análise mais confiável (STURZENEGGER e STEAD, 2009).

A questão do tratamento dos dados obtidos junto ao escâner é o grande desafio atual, em função do alto potencial de aplicação da ferramenta sob diferentes abordagens. Barnea e Filin (2008) desenvolveram um algoritmo específico para reconhecimento de padrões (objetos) tridimensionais, a partir de nuvem de pontos obtida através de ELT, tendo-o aplicado a um estudo de caso (infra-estrutura urbana). Os autores concluíram que o algoritmo desenvolvido mostrou-se robusto e eficiente. Lim e Suter (2009) buscaram definir padrões em imagens tridimensionais obtidas a partir de escâneres a laser com vistas ao reconhecimento das formas (vegetações, edificações, etc.) para fins de planejamentos urbanos.

Tentativas têm sido promovidas no sentido de utilizar o escâner a laser terrestre em movimento, fixando-o sobre uma base móvel. Barber *et al.* (2008) fixaram o escâner sobre um furgão e executaram a escanerização em movimento de ruas, com vistas a identificar problemas geométricos associados a este método. O objetivo principal da pesquisa era o cadastro/registro de equipamentos urbanos, essencialmente. Os erros dos levantamentos foram comparados aos erros teóricos associados, tendo sido considerados aceitáveis, embora com algumas limitações do método. Os erros médios absolutos para levantamentos planimétricos foram da ordem de 0,10m e para levantamentos altimétricos da ordem de 0,03m.

As aplicações de tecnologias a laser vêm rapidamente se expandindo, com a redução de custos e aumento da acurácia (YOON *et al.*, 2009). A utilização de equipamentos de escanização de uso terrestre difundiu-se nas últimas duas décadas, tendo sido empregada inicialmente na navegação de robôs móveis no início da década de 90 (SINGH e WEST, 1991 *apud* ABELLÁN *et al.*, 2006).

Os usos científicos atuais desta tecnologia abrangem suas mais diversas possibilidades, empregando-se o imageamento no estudo de esculturas e seu estado de preservação (BERALDIN *et al.*, 2000; ENTWISTLE *et al.*, 2009), análise de estruturas civis (SCHUEREMANS e GENECHTEN, 2009; YOON *et al.*, 2009) e de infra-estrutura urbana (BARNEA e FILIN, 2008; BARBER *et al.*, 2008), análise, reconstrução e modelagem digital de arquitetura de árvores para fins de avaliação de madeira e desenvolvimento de folhas (COTE *et al.*, 2009), preservação dos patrimônios artísticos, arqueológicos e históricos (ENTWISTLE *et al.*, 2009; LERMA *et al.*, 2009), ferramenta de visão de robôs (LI *et al.*, 2007), aplicações médicas (MEUNIER *et al.*, 2000), usos industriais (DALMOLIN e DOS SANTOS, 2004), entre outras.

No âmbito da geologia, o ELT tem seu uso ainda incipiente e sua utilização mostra-se restrita, com aplicações na área de fotogrametria (MEZZOMO, 2007; PESCI *et al.*, 2007), no reconhecimento de feições estruturais e estratigráficas pela comparação com outras tecnologias de aerolevantamentos, por exemplo, no estudo da rugosidade de superfície em multiescalas (FARDIN *et al.*, 2004; FARDIN *et al.*, 2001) e no reconhecimento / diferenciação de litotipos (mármore e argilas) utilizando-se dados de intensidade de um escâner (FRANCESCHI *et al.*, 2009).

No âmbito da geotecnia e da geomorfologia, a principal aplicação do escâner a laser é o monitoramento de escorregamentos de taludes em solo e retro-análise (DUNNING *et al.*, 2009; PARONUZZI e SERAFINI, 2009), a obtenção de modelos digitais de terrenos (PESCI *et al.*, 2007) e, subordinadamente acontecem estudos para o reconhecimento de formas (ARRESTO *et al.*, 2009) e feições estruturais (LATO *et al.*, 2009) para fins geomecânicos.

Arresto *et al.* (2009) empregaram o ELT para o reconhecimento de contornos de corpos graníticos (matacões) e suas propriedades geométricas e físicas (área de superfície, volume, centro de gravidade, etc.), visando a análise da estabilidade destes blocos a tombamentos e deslizamentos, considerando aspectos

mecânicos e ambientais (intemperismo) para o cálculo do coeficiente de segurança do sistema.

Em escala de detalhe, Nilforoushan *et al.* (2008) desenvolveram um trabalho de pesquisa acerca das possibilidades de se empregar um escâner a laser de alta resolução para demonstrar sistematicamente a influência da fricção basal na superfície e a deformação volumétrica em modelos de cinturões de cavalgamento e prismas acrescionários. Os resultados indicam que há correlação direta entre reduções de volume e fricção basal, ou seja, com o aumento da fricção basal há um aumento da redução volumétrica.

Em suma, é uma tecnologia atual e de uso crescente, cujo potencial de aplicação nas diversas áreas da ciência parece bastante amplo. O presente estudo visa contribuir para a questão.

#### 2.1.2. A técnica de escanerização a laser

Basicamente, a técnica de escanerização a laser consiste na emissão de feixes de luz (pulsos de laser) com comprimento de onda no campo ótico, ou próximo do domínio infravermelho, os quais atingem diretamente o objeto (DALMOLIN e DOS SANTOS, 2004). A distância entre o ponto de emissão do laser (equipamento) e o objeto é calculada através da medida do tempo de retorno do sinal emitido, inferindo-se suas distâncias e ângulos. É então estabelecido um sistema de coordenadas cilíndricas tendo-se o equipamento no centro (origem) deste, permitindo assim calcular as respectivas coordenadas X, Y e Z da cada ponto da nuvem de pontos obtida (ARMESTO *et al.*, 2009).

A obtenção adequada dos dados deve, ainda na fase de planejamento, estar atenta a aspectos como: iluminação, posicionamento e número de estações (locais onde o equipamento será instalado), presença de anteparos e áreas de sombreamento, resolução da malha de pontos e sistema de referência adotado.

A questão do posicionamento das estações deve obedecer às especificações técnicas dos equipamentos, tais como distância do equipamento ao objeto a ser imageado, incidência de luz no objeto (contraste), disponibilidade de tempo e autonomia dos equipamentos, resolução da malha, entre outras. O número

de estações deve ser suficiente para que não existam falhas significativas na imagem obtida, de forma a não prejudicar futuras análises. Armesto *et al.* (2009) recomendam a utilização de apenas dois posicionamentos distintos dos equipamentos (estações) como necessários e suficientes para aplicações da tecnologia em geomorfologia.

Uma vez que o equipamento promove a leitura através da emissão e reflexão de feixes de luz, somente são observados e obtidos dados referentes à superfície do objeto. Assim, a presença de anteparos (árvores, pessoas ou outros) entre o escâner e o objeto impede a obtenção de dados do objeto. Este é considerado, por diversos autores (STURZENEGGER e STEAD, 2009; NAGALLI *et al.*, 2008; DALMOLIN e DOS SANTOS, 2004), como um importante fenômeno a ser observado na realização dos ensaios. De maneira similar, áreas de sombreamento causadas pelo próprio objeto impedem a obtenção de uma malha contínua de pontos, propiciando lacunas nesta. Este efeito pode ser minimizado/solucionado pela utilização de mais de uma estação (posicionamento do equipamento).

Um dos programas utilizados na interface usuário-escâner é o Cyclone (LEICA, 2005), versões 5.1 e 5.2, o qual permite que durante o processo de aquisição da imagem haja o ajuste de contraste (incidência da luz no equipamento) da mesma, em função da luminosidade local no momento da escanização. É possível o usuário definir dentro de uma escala pré-definida, que varia de 1 a 10mms, a mais adequada à aquisição da imagem em função da situação de imageamento, isto é em área interna (*indoor*) ou externa (*outdoor*).

A resolução da malha a ser obtida é função das características de cada escâner. Em geral, os equipamentos mais utilizados no mercado para uso externo permitem precisões da ordem de milímetros, em função da distância escâner-objeto. Todavia, quanto maior a resolução da malha, maior o tempo de aquisição destes dados. Assim, escanizações a céu aberto, por questões práticas, geralmente são promovidas com resoluções da ordem de centímetros (2 a 5cm). Pesci *et al.* (2007), objetivando a obtenção de um modelo digital topográfico, efetuaram a comparação entre resultados obtidos a partir de escâneres a laser terrestre com equipamentos de fotogrametria aérea e concluíram que as duas ferramentas apresentam-se como complementares e possibilitam a obtenção de um modelo bastante acurado, em diferentes escalas (o escâner terrestre, em escala de detalhe).

A versatilidade do método está condicionada à interação entre o programa de processamento e tratamento da nuvem de pontos gerada e os demais programas. Especialmente quando se trata de análises geológico-estruturais, programas específicos são necessários e, caso não exista esta compatibilidade entre os programas, o emprego das imagens digitais torna-se limitado, como relatado por Schueremans e Genechten (2009).

Uma das vantagens que se apresenta no pós-processamento dos dados, apontada por Sturzenegger e Stead (2009) e Nagalli *et al.* (2008), é a possibilidade de se analisar estruturas geológicas sob diversas perspectivas. Os programas utilizados, em geral, permitem uma visualização completa da malha gerada, permitindo a rotação e zoom da nuvem de pontos. A visualização de detalhe pode possibilitar a identificação de estruturas ou processos até então desconhecidos.

Sturzenegger e Stead (2009) concluíram, através da comparação de atitudes de descontinuidades obtidas a partir de escâner terrestre e clinômetros (*compass clinometer*), que os erros máximos associados a medidas de mergulho e direção de mergulho são de 4° e 8°, respectivamente. Desta forma, a acurácia dos dados obtidos com o escâner a laser permite que estes sejam utilizados para fins geotécnicos, considerando a natural variabilidade da orientação destas descontinuidades. Os maiores erros de medição estiveram associados às superfícies curvas, situações em que é inevitável, em termos práticos, esta diferença (STURZENEGGER e STEAD, 2009; NAGALLI *et al.*, 2008).

## 2.2. CLASSIFICAÇÃO DE MACIÇOS ROCHOSOS

Segundo Fiori e Carmignani (2009) e Pantelidis (2009), a primeira classificação geotécnica de maciços rochosos foi elaborada por Terzagui em 1946 e, com o tempo, outras classificações surgiram em função do avanço da ciência e melhor conhecimento das variáveis dos problemas geotécnicos, até então pouco conhecidas. A classificação de maciços rochosos é um importante instrumento de comparação de litotipos e estruturas, visando à análise de sua estabilidade. Assim, um bom método de classificação estrutural / geotécnica deve incluir em sua análise

as variáveis mais significativas ao processo de instabilização destes maciços. Pantelidis (2009) apresenta uma boa revisão acerca dos sistemas de classificação de maciços rochosos, aplicados a túneis, áreas de mineração, cortes e escorregamentos naturais.

Classificar e definir as propriedades geotécnicas de maciços rochosos envolve combinar parâmetros de diferentes modos, desde considerações empíricas à medição de parâmetros geotécnicos. Sobrepõem-se a estes aspectos, a geologia estrutural e o histórico de solicitações e deformações do maciço, sendo específica a cada local (SMITH, 2004).

Apresentam-se como sistemas de classificação mais representativos os trabalhos de Terzagui (1946), Wickham *et al.* (1972), Barton *et al.* (1974), Barton (1976), Bieniawski (1974; 1976; 1989; 1993), Romana (1985), Hoek *et al.* (1998), Marinos e Hoek (2000; 2001) e, mais recentemente, os trabalhos de Singh (2004) e Marinos *et al.* (2005). De uma maneira geral, os sistemas de classificação utilizam parâmetros quantitativos que, ponderados, permitem o enquadramento do maciço segundo categorias. Classificações mais modernas têm empregado parâmetros como índice de qualidade de rocha (IQR), ensaios de compressão axial e/ou testes de carga pontual (*point load test*) (FIORI e CARMIGNANI, 2009).

Pantelidis (2009), ao analisar os diferentes tipos de sistemas de classificação, conclui que estes possuem como características comuns o emprego de parâmetros objetivos acerca das características geométricas e mecânicas dos maciços e todos os sistemas consideram importante para o cálculo da estabilidade a migração subterrânea de fluidos no interior do maciço. Todavia, o autor constata que todos os sistemas ignoram a influência da água que escoia superficialmente, podendo vir a migrar por meio das discontinuidades ao interior do sistema e proporcionar os mesmos efeitos adversos. Revela-se então importante situar espacialmente o maciço, correlacionando os aspectos pluviométricos e intempéricos com características de fluxo superficial d'água.

Em geral, boa parte dos sistemas de classificação de maciços rochosos utiliza o Índice de Qualidade da Rocha (IQR) como um dos parâmetros de enquadramento. O conceito de IQR foi introduzido por Deere (1963), sob o nome *Rock Quality Designation* (RQD), e desenvolvido Deere *et al.* (1967) durante seus trabalhos de sondagens em rocha, avaliando-se a recuperação de testemunhos. O



valor do IQR corresponde à porcentagem obtida pela divisão da soma de todos os comprimentos de pedaços de testemunho de sondagem iguais ou maiores do que 10 cm, pelo comprimento total do furo (FIORI e CARMIGNANI, 2009). Sua definição original estabelece o valor do IQR como:

$$IQR = 100 \sum_{i=1}^{i=n} \frac{x_i}{L} \quad (1)$$

Na Equação 1,  $x_i$  corresponde ao comprimento do  $i$ -ésimo pedaço intacto do testemunho de sondagem maior que 10cm e  $L$  é o comprimento do furo de sondagem. Altos percentuais correspondem a rochas de boa qualidade enquanto baixos percentuais correspondem a rochas de má qualidade. A esta abordagem inicial do IQR surgiram algumas propostas de modificação, das quais cita-se como importante a proposição de Priest e Hudson (1976; 1981), tendo-se nominado este novo índice de IQR teórico.

Este novo índice fundamenta-se na distribuição estatística de valores de espaçamento entre fraturas, que podem ser encontrados ao longo de linhas de varredura, feitas diretamente em afloramentos. Sua grande vantagem reside na facilidade de utilização, não requerendo testemunhos de sondagem. Comparações com o IQR original promovidas pelos criadores do IQR teórico, revelaram que os índices obtidos são semelhantes, diferindo em no máximo 5% (FIORI e CARMIGNANI, 2009). Assim, segundo Fiori e Carmignani (2009), o IQR teórico ( $IQR^*$ ) pode ser expresso como:

$$IQR_t^* = 100.e^{-\lambda t} (\lambda t + 1) \quad (2)$$

Na Equação 2,  $\lambda$  corresponde à frequência ou número médio de discontinuidades por metro e  $t$  corresponde a um valor limiar arbitrário (por exemplo, 0,1m).

A classificação geomecânica de Bieniawski (1974) considera, além do IQR, a resistência uniaxial da rocha intacta, o espaçamento, a abertura, a continuidade e orientação das juntas e o fluxo da água subterrânea, atribuindo-se pesos relativos a cada um dos cinco parâmetros escolhidos como critérios de classificação. O Quadro 1 apresenta os parâmetros utilizados na ponderação. O autor recomendou o uso do teste de carga pontual no campo para estimativa da resistência da rocha intacta.

Parâmetros de classificação e pesos relativos									
1	resistência da rocha intacta	índice de compressão puntiforme	10MPa	4-10Mpa	2-4MPa	1-2MPa	ensaio de compressão uniaxial preferido (kg/cm <sup>2</sup> )		
		resistência à compressão simples	250Mpa	100-250MPa	50-100MPa	25-50MPa	15-25MPa	1-15MPa	1MPa
Peso relativo			15	12	7	4	2	1	0
2	IQR		90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	<25%		
	Peso relativo		20	17	13	8	3		
3	Espaçamento da juntas		> 2m	0,6-2m	200-600mm	60-200mm	< 60mm		
	Peso relativo		30	25	20	10	0		
4	Condição das juntas		superfícies muito rugosas, descontínuas fechadas, paredes duras	superfícies pouco rugosas, abertura menor 1mm, paredes duras	superfícies pouco rugosas, abertura menor que 1mm, paredes moles	superfícies estriadas ou preenchimento menor que 5mm ou abertura de juntas 1-5mm. Juntas contínuas	preenchimento mole de 5mm ou abertura de juntas maior que 5mm. Juntas contínuas		
	Peso relativo		30	25	20	10	0		
5	Água subterrânea	Infiltração em 10m de túnel	Nenhuma	< 1,0 L/min	< 25L/min	25-125 L/min	> 125L/min		
		Razão	0	0	0,1-0,2	0,2-0,5	> 0,5		
		Condições gerais	completamente seca		umidade (água intersticial)	pressão moderada de água	problemas graves d'água		
		Peso relativo	10		7	4	0		
Ajuste para orientação das descontinuidades									
Direção e mergulho			muito favorável	favorável	aceitável	desfavorável	muito desfavorável		
Peso relativo	Túneis		0	-2	-5	-10	-12		
	Fundações		0	-2	-7	-15	-25		
	Taludes		0	-2	-25	-50	-60		
Classes de maciços									
Classe de maciço			I	II	III	IV	V		
Condição geral			Muito bom	Bom	Regular	Pobre	Muito Pobre		
Somatório dos pesos (Fator RMR)			100 - 81	81-61	60-41	40-21	< 20		
Significado das classes									
Classe número			I	II	III	IV	V		
Tempo médio de auto-sustentação			10 anos	6 meses	1 semana	5 horas	10 minutos		
Vão da seção (metros de vão)			15m	10m	5m	2,5m	1,0m		
Coesão			>400kPa	400-300kPa	300-200kPa	100-150kPa	<100kPa		
Ângulo de atrito			> 45°	35-45°	25-35°	15-25°	< 15°		

QUADRO 1 – SISTEMA DE CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA PONDERADO

FONTE: Bieniawski (1974)

Uma das classificações de maciços rochosos bastante usada atualmente é o Sistema-Q, ou classificação NGI (*Norwegian Geotechnical Institute*), desenvolvido por Barton *et al.* (1974) especificamente para túneis. Esta apresenta aspectos tridimensionais de qualidade do maciço rochoso, incluindo o IQR e fatores numéricos ponderados, apresentados nos Quadros 2 a 8, tais como o  $J_n$ , o qual define a importância dos conjuntos de juntas, o  $J_r$ , que define a rugosidade, o  $J_a$  a alteração das juntas, o  $J_w$  o fluxo da água nas juntas e o estado de tensão do maciço (SRF).

Denominação	$J_n$ (descont./m <sup>3</sup> )
blocos muito grandes	< 1,0
blocos grandes	1-3
blocos médios	3-10
blocos pequenos	10-30
blocos muito pequenos	>30
rocha trituradas	>60

QUADRO 2 – CLASSIFICAÇÃO DE BLOCOS DE ROCHA

FONTE: Barton *et al.* (1974)

Condições de compartimentação do maciço	Valores $J_n$
A - fraturas esparsas ou ausentes	0,5-1,0
B - uma família de fraturas	2
C - uma família, mais fraturas esparsas	3
D - duas famílias de fraturas	4
E - duas famílias, mais fraturas esparsas	6
F - três famílias de fraturas, mais fraturas esparsas	9
G - três famílias, mais fraturas esparsas	12
H - quatro ou mais famílias de fraturas	15
I - rocha triturada	20

QUADRO 3 – ÍNDICE DOS NÚMETOS DE FAMÍLIAS DE FRATURAS ( $J_n$ )  
 FONTE: Barton *et al.* (1974)

<b>a - fraturas sem deslocamento relativo. Há contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas</b>	
condições de alteração das paredes	valores de $J_a$
A - paredes duras, compactas, preenchimentos impermeáveis (quartzo ou epidoto)	0,75
B - paredes sem alteração, somente leve descoloração ( $\phi_r = 25-35^\circ$ )	1,0
C - paredes levemente alteradas, com partículas arenosas e rochas desintegradas não argilosas ( $\phi_r = 25-35^\circ$ )	2,0
D - paredes com películas siltosas ou areno-argilosas ( $\phi_r = 20-25^\circ$ )	3,0
E - paredes com películas de materiais moles ou com baixo ângulo de atrito (caolinita, clorita, talco, grafita, etc.) e pequena quantidade de minerais expansivos ( $\phi_r = 8-16^\circ$ )	4,0
<b>b - fraturas com deslocamento relativo (menos de 10cm). Há contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas</b>	
F - paredes com partículas de areia e rochas desintegradas, sem argila ( $\phi_r = 25-35^\circ$ )	4,0
G - fraturas com preenchimento argiloso sobreconsolidado (espessura < 5mm) ( $\phi_r = 16-24^\circ$ )	6,0
H - fraturas com preenchimento argiloso subconsolidado (espessura < 5mm) ( $\phi_r = 12-16^\circ$ )	8,0
I - fraturas com preenchimento argiloso expansivo, como por exemplo montmorilonita (espessura < 5mm) ( $\phi_r = 12-16^\circ$ )	8,0-12,0
<b>c - fraturas com deslocamento relativo. Não há contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas</b>	
J, K, L - zonas com rochas trituradas ou esmagadas com argila	6,0 - 12,0
M - zonas siltosas ou areno argilosas com pequena quantidade de argila	5
N, O, P - zonas ou bandas contínuas de argila	10,0-20,0

QUADRO 4 – ÍNDICE  $J_a$  DE ALTERAÇÃO DAS PAREDES DAS FRATURAS  
 FONTE: Barton *et al.* (1974)

Condições de afluência de água	valores de $J_w$	pressão de água (kg/cm <sup>2</sup> )
A - escavação a seco ou com pequena afluência de água (<5L/min)	1,00	< 1,0
B - afluência média de água com lavagem ocasional do preenchimento das fraturas	0,66	1,0-2,5
C - afluência elevada em rochas competentes, sem preenchimento de juntas	0,50	2,5-10,0
D - afluência elevada com considerável lavagem do preenchimento de fraturas	0,33	2,5-10,0
E - afluência excepcionalmente elevada, decaindo com o tempo	0,20-0,10	>10,0
F - afluência excepcionalmente elevada, sem decaimento com o tempo	0,10-0,05	>10,0

QUADRO 5 – ÍNDICE  $J_w$  DO CAUDAL EFLUENTEFONTE: Barton *et al.* (1974)

<b>a - zonas alteradas</b>	
condições de tensões dos maciços	SRF
A - ocorrência de múltiplas zonas alteradas contendo argila ou rocha quimicamente desintegrada (profundidade qualquer)	10,0
B - zona alterada contendo argila ou rocha quimicamente desintegrada (prof. de escavação < 50m)	5,0
C - zona alterada contendo argila ou rocha quimicamente desintegrada (prof. de escavação > 50m)	2,5
D - múltiplas zonas esmagadas em rocha competente, sem argila (prof. qualquer)	7,5
E - zona esmagada em rocha competente, sem argila (prof. de escavação < 50m)	5,0
F - zona esmagada em rocha competente, sem argila (prof. de escavação > 50m)	2,5
G - fraturas abertas, fraturamento muito intenso (prof. qualquer)	5,0
<b>b - rocha competente, problemas de tensões em rochas</b>	
H - tensões baixas, próximo à superfície ( $\sigma_c/\sigma_1 > 200$ )	2,5
J - tensões moderadas ( $\sigma_c/\sigma_1 > 200-10$ )	1,0
K - tensões elevadas (eventuais instabilidades) ( $\sigma_c/\sigma_1 > 10-5$ )	0,5 - 2,0
L - explosões moderadas de rocha ( $\sigma_c/\sigma_1 > 5-2,5$ )	5,0 - 10,0
M - explosões intensas de rocha ( $\sigma_c/\sigma_1 < 2,5$ )	10,0 - 20,0
<b>c - rochas incompetentes (comportamento plástico devido ao tipo das deformações)</b>	
N - tensões moderadas	5,0 - 10,0
O - tensões elevadas	10,0 - 20,0
d - rochas expansivas (atividade expansiva por causa da presença de água)	
P - tensões moderadas	5,0 - 10,0
R - tensões elevadas	10,0 - 15,0

QUADRO 6 – ÍNDICE SRF DO ESTADO DE TENSÃO DO MACIÇO

FONTE: Barton *et al.* (1974)

<b>a- fraturas sem deslocamento relativo. Contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas</b>	
<b>b- fraturas com deslocamento relativo (menos de 10cm). Contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas</b>	
<b>Condições de rugosidade das paredes</b>	<b>valores <math>J_r</math></b>
A - fraturas não persistentes	4,0
B - fraturas rugosas ou irregulares onduladas	3,0
C - fraturas lisas, onduladas	2,0
D - fraturas polidas, onduladas	1,5
E - fraturas rugosas ou irregulares, planas	1,0
F - fraturas lisas, planas	0,5
G - fraturas polidas ou estriadas, planas	
<b>c - fraturas com deslocamento relativo. Não há contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas</b>	
<b>descrição</b>	<b>valores <math>J_r</math></b>
H - fraturas com minerais argilosos	1,0
I - zonas esmagadas	1,0

QUADRO 7 – ÍNDICE  $J_r$  DE RUGOSIDADE DAS FRATURASFONTE: Barton *et al.* (1974)

<b>a - fraturas sem deslocamento relativo. Contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas</b>						
<b>descrição</b>	<b>valores <math>J_r</math></b>					
		$J_a = 0,75$	1	2	3	4
A - fraturas descontínuas	4,0	79°	76°	63°	53°	45°
B - fraturas ásperas ou irregulares, onduladas	3,0	76°	72°	56°	45°	37°
C - fraturas lisas, onduladas	2,0	69°	63°	45°	34°	27°
D - fraturas polidas, onduladas	1,5	63°	56°	37°	27°	21°
E - fraturas ásperas ou irregulares, planas	1,5	63°	56°	37°	17°	21°
F - fraturas lisas, planas	1,0	53°	45°	27°	18°	14°
G - fraturas polidas, planas	0,5	34°	27°	14°	9,5°	7,1°
<b>b - fraturas com deslocamento relativo (menos de 10cm). Contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas</b>						
		$J_a = 4,0$	6	8	12	
A - fraturas descontínuas	4,0	45°	34°	27°	18°	
B - fraturas ásperas ou irregulares, onduladas	3,0	37°	27°	21°	14°	
C - fraturas lisas, onduladas	2,0	27°	18°	14°	9,5°	
D - fraturas polidas, onduladas	1,5	21°	14°	11°	7°	
E - fraturas ásperas ou irregulares, planas	1,5	21°	14°	11°	7°	
F - fraturas lisas, planas	1,0	14°	9,5°	7,1°	4,7°	
G - fraturas polidas, planas	0,5	7°	4,7°	3,6°	2,4°	
<b>c - fraturas com deslocamento relativo. Não há contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas</b>						
rochas trituradas	1,0	$J_a = 6$	8	12		
		9,5°	7,1°	4,7°		
rochas siltosas ou arenosas	1,0	$J_a = 5$				
		11°				
bandas argilosas espessas	1,0	$J_a = 10$	13	20		
		5,7°	4,4°	2,9°		

QUADRO 8 – ESTIMATIVA DA RESISTÊNCIA AO CISLHAMENTO APARENTE, A PARTIR DOS PARÂMETROS  $J_r$  E  $J_a$ FONTE: Barton *et al.* (1974)

Estes parâmetros combinados, segundo a Equação 3, dão origem a um índice de qualidade (Q), definido pelos autores como:

$$Q = \left( \frac{IQR}{J_n} \right) \times \left( \frac{J_r}{J_a} \right) \times \left( \frac{J_w}{SRF} \right) \quad (3)$$

O valor de Q pode então ser utilizado para obtenção do padrão geomecânico do maciço, conforme apresentado no Quadro 9.

padrão geomecânico do maciço	Valor Q
péssimo	0,0001 - 0,01
extremamente ruim	0,01 - 0,1
muito ruim	0,1 - 1,0
ruim	1,0 - 4,0
regular	4,0 - 10,0
bom	10,0 - 40,0
muito bom	40,0 - 100,00
ótimo	100,0 - 400,0
excelente	> 400,0

QUADRO 9 – CLASSIFICAÇÃO DO MACIÇO ROCHOSO CONFORME O VALOR DE Q  
FONTE: Barton *et al.* (1974)

A classificação geomecânica desenvolvida por Wickham *et al.* (1974), também conhecida como classificação RSR (*rock structure rating*), combina efeitos dos tipos litológicos e estruturais, espaçamentos, orientações e condições das juntas, além do fluxo de água na escavação de túneis. Basicamente, o valor de RSR é obtido a partir da soma de três parâmetros, denominados pelos autores de A, B e C, cujo estabelecimento de cada um acontece mediante a aplicação dos Quadros 10 a 12. Quanto maior o valor de RSR, melhores são as características geotécnicas do maciço.

Parâmetro A					Valor máximo 30			
Características geológicas gerais								
Tipo de rocha				Estruturas geológicas				
	a	b	c	d	Maciça	Pouco dobrada ou fraturada	Medianamente dobrada ou fraturada	Intensamente dobrada ou fraturada
Ígnea	1	2	3	4				
Met.	1	2	3	4				
Sed.	2	3	4	4				
Tipo 1					30	22	15	9
Tipo 2					27	20	13	8
Tipo 3					24	18	12	7
Tipo 4					19	15	10	6

a = dura; b = média; c = mole; d = decomposta

QUADRO 10 – PARÂMETRO A DA CLASSIFICAÇÃO  
FONTE: Wickham *et al.* (1974)

Parâmetro B						Valor máximo 45		
Características das fraturas								
Orientação da escavação								
Espaçamento entre fraturas (cm)	Direção normal ao eixo			Direção paralela ao eixo				
	Orientação da escavação			Orientação				
	a	b	c	a				
	Inclinação das fraturas			Inclinação				
	1	2	3	2	3	1	2	3
3	9	11	13	10	12	9	9	7
3-15	13	16	19	15	17	14	14	11
15-28	23	24	28	19	22	23	23	19
28-54	30	32	36	25	28	30	28	24
54-108	36	38	40	33	35	36	34	28
108	40	43	45	37	40	40	38	34

a = inclinação para e contra a escavação; b = inclinação contra a escavação, c = inclinação para a escavação; 1 = 20°; 2 = 20 - 50°; 3 = 50 a 90°

QUADRO 11 – PARÂMETRO B DA CLASSIFICAÇÃO  
 FONTE: Wickham *et al.* (1974)

Parâmetro C						Valor máximo 25			
Condições de água									
Características das fraturas									
caudal (L/min/300m)	soma dos parâmetros (A+B)								
	13-44			45-75					
	características das fraturas*								
	1	2	3	1	2	3			
Nulo	22	18	12	25	22	18			
Pequeno (<760)	19	15	9	23	19	14			
Médio (760-3800)	15	11	7	21	16	12			
Elevado (> 3800)	10	8	6	18	14	10			

\* 1 - fechadas ou cimentadas; 2 - pouco alteradas; 3 - muito alteradas ou abertas

QUADRO 12 – PARÂMETRO C DA CLASSIFICAÇÃO  
 FONTE: Wickham *et al.* (1974)

Liu e Chen (2007) propõem um novo sistema de classificação de maciços, aplicável a análises de estabilidade de escorregamentos. Trata-se de um método que combina o Processo Hierárquico Analítico (AHP) e o Método Delphi Fuzzy (FDM) para uma investigação qualitativa do maciço. O método considera o problema a partir de um grupo de decisão, onde então é aplicada a lógica fuzzy como critério para calcular os fatores de ponderação. Determinados os índices de qualidade da rocha, um modelo de Análise Discriminante Linear (LDA) foi empregado para

classificar as encostas estáveis ou não, determinando-se os fatores de risco associados. Os resultados obtidos foram julgados satisfatórios.

### 2.2.1. Ensaio de compressão uniaxial

Por muitos anos, o ensaio de compressão uniaxial não-confinado foi o método principal para a quantificação da resistência de materiais rochosos. O ensaio é ainda a base de muitas classificações de maciços rochosos (MARINOS *et al.*, 2006), muito embora para classificações de campo este venha sendo substituído pelo ensaio de carga pontual, que é bem mais simples (FIORI e CARMIGNANI, 2009).

Mantém sua importância posto que seus resultados, isto é, a tensão de ruptura da rocha, possibilitam estudar a estabilidade de taludes, em minas e cortes de estradas, a aplicabilidade da rocha à confecção de placas de revestimentos, classificar maciços rochosos, inferir o comportamento de um substrato rochoso para suporte de estruturas civis, entre outros. No presente estudo, este foi utilizado para subsidiar a classificação do maciço rochoso da mina Saivá.

No Brasil, os procedimentos de execução do ensaio de compressão uniaxial foram recentemente consolidados junto à norma técnica brasileira ABNT NBR 15845:2010, que substituiu as normas ABNT NBR 12763:1992, NBR 12766:1992, NBR 12767:1992, NBR 12768:1992, NBR 12769:1992, as quais foram canceladas.

Em âmbito mundial, têm-se como referências normativas para os ensaios de avaliação da resistência à compressão as normas ASTM C-170 e D-2938, DIN 52105, AFNOR B-10509, UNI 9724/4 e AENOR 22185, onde ASTM corresponde a *American Society for Testing and Materials* (Estados Unidos), DIN a *Deutsches Institut für Normung* (Alemanha), AFNOR a *Association Française de Normalisation* (França), UNI a *Ente Nazionale Italiano di Unificazione* (Itália) e AENOR a *Asociación Española de Normalización y Certificación* (Espanha) (SOSSAI, 2006).

Em materiais cuja característica reológica é elástica rúptil, uma fissura é um estado estável para tensões aplicadas menores que uma tensão crítica, esta última sendo conhecida como rugosidade ou atrito da fratura. Entretanto, a fissura torna-se instável quando o valor da tensão atinge um valor crítico e esta começa a se



propagar rapidamente (Irwin, 1958 *apud* Hae-sik *et. al.*, 2007). O valor crítico está associado à resistência da rocha, amplamente dependente das propriedades mineralógicas desta, tais como composição e textura dos minerais, quantidade, forma e orientação de fissuras pré-existentes na rocha (HAE-SIK *et. al.*, 2007).

Segundo Nonato (2002), os maiores valores de resistência à compressão uniaxial estão associados a rochas mais densas e maciças, o que inclui a maioria das rochas magmáticas e metamórficas de alto grau, pois a textura e as estruturas internas (estratificação e xistosidade) afetam sensivelmente a resistência mecânica das mesmas.

O material rocha é tipicamente heterogêneo, podendo conter defeitos em seu interior, tais como contornos de grãos, microfissuras e poros (ZHOUA *et al.*, 2010). Em função da possível anisotropia originada pelo acamamento de rochas submetidas a metamorfismo, a NBR 15845/2010 recomenda que sejam efetuados ensaios em direções paralelas e perpendiculares às foliações principais identificadas.

Tavallali e Vervoort (2010) investigaram as respostas de amostras de arenitos belgas quando submetidos a esforços de compressão, e estes concluíram que os experimentos no arenito Modave, do Sul da Bélgica, que é uma rocha que apresenta acamamentos, revelaram que o padrão de fraturamento e falhas é consideravelmente afetados pela orientação das camadas. Entretanto, medidas de velocidade de ondas ultrasônicas na rocha mostram sutis diferenças em direções paralelas ou perpendiculares às camadas.

Karakul *et al.* (2010) investigaram a anisotropia em termos de tensões associada à orientação de camadas através de ensaios de determinação do índice BPI (*block punch index*) e de ensaios de compressão uniaxial UCS (*uniaxial compressive strength*) e, desta forma, estabeleceram algumas relações empíricas entre o BPI e o UCS na direção mais resistente e entre o UCS e o BPI para diferentes direções de carregamento e planos de fraqueza. Os autores concluíram, ao analisar seis tipos de rochas sedimentares e metamórficas, que as rochas apresentaram moderada a fraco grau de anisotropia.

Zhoua *et al.* (2010) mostraram que à medida que o carregamento aumenta, a extensão dos microfissuramentos aumenta. Assim, quando estas mudanças atingem certo nível, a ruptura macroscópica ocorre.

O efeito escala em materiais rochosos, citado por Gonzatti (2007) e Yoshinaka *et al.* (2008), é um importante fator a ser analisado em ensaios de compressão. Este fenômeno refere-se à variação das propriedades mecânicas obtidas para um conjunto de amostras de um mesmo maciço ou rocha, as quais variam conforme o tamanho da amostra, tendo sido definido por Cunha (1990; 1992 *apud* Gonzatti, 2007).

Yoshinaka *et al.* (2008) recomendam cautela no uso de corpos de prova pequenos, pois os resultados podem apresentar grande desvio padrão. Desta forma, faz-se necessário aplicar os ensaios de compressão uniaxial a corpos de prova de, pelo menos, 50mm de diâmetro e 100mm de altura e, em casos de rochas heterogêneas ou sobremaneira alteradas, deve-se buscar o uso de corpos de prova maiores.

Para Gonzatti (2007), em rochas intactas o efeito escala é devido à heterogeneidade mineralógica, ocorrendo numa escala bastante reduzida. Para ele e para Yoshinaka *et al.* (2008), à medida que o tamanho da amostra aumenta, o efeito escala se deve, além da heterogeneidade, ao conjunto de descontinuidades macroscópicas presentes na rocha. Para Yoshinaka *et al.* (2008), a redução da resistência da rocha intacta devido ao efeito de escala ocorre tanto em rochas duras quanto em rochas moles, mas o padrão de mudança depende principalmente do tipo de rocha, da resistência mecânica, textura, entre outros. Geralmente, o efeito de escala em rochas moles é insignificante.

A resistência de rochas calcárias e metacalcárias é apresentada na bibliografia. Sossai (2006) reporta resultados de resistência à compressão para rochas ornamentais italianas, obtidos por Corbella e Zini (1997) *apud* Silva e Margueron (2002), sendo petrograficamente: 131MPa para mármore, 128MPa para brecha calcária e 82MPa para calcário com vesículas. No âmbito das rochas brasileiras, Silva e Margueron (2002) obtiveram resistências de 100 e 161MPa, respectivamente, para dois gnaisses de granulação média denominados comercialmente de olho-de-pombo e pinta rosa. Li e Xia (2000) definem o mármore como uma rocha dura de ruptura tipo frágil, com 120 MPa de resistência à compressão uniaxial, para corpos de prova de 5 x 5 x 10 cm e velocidade de carregamento de 0,5 MPa/s.

Yang *et al.* (2009) analisaram o efeito da geometria de escorregamento nos esforços e deformação em amostra de mármore, tendo classificado as trajetórias de ruptura em oito tipos distintos, segundo a rugosidade das superfícies.

O diagrama de Mohr, uma das ferramentas mais utilizadas em geologia estrutural, foi concebido pelo cientista alemão Otto Mohr em 1882 (COELHO e PASSCHIER, 2008). Seu método e diagramação, aprimorados e descritos em Mohr (1900, 1914), conhecido como círculo de Mohr, permitem analisar a ruptura dos materiais por compressão axial. Assim, esta ruptura acontece segundo um ângulo determinado, o qual depende do tipo de material, esforços envolvidos (estado de tensões) e uma eventual pressão de fluidos (JOLLY e SANDERSON, 1997).

O ângulo de atrito interno ( $\phi$ ), que retrata o embricamento do material, não é constante, variando de material para material. Este pode ser determinado, por exemplo, através do círculo de Mohr, a partir do ângulo de ruptura de um corpo de prova submetido à compressão axial, onde  $\theta$  corresponde ao ângulo de ruptura, segundo a expressão:

$$\theta = 45 + \frac{\phi}{2} \quad (4)$$

A Equação 4 pode ser utilizada, por exemplo, na conversão de ângulos de ruptura de corpos de prova em ângulos de atrito interno em ensaios de compressão uniaxial.

### 2.3. ESTABILIDADE DE TALUDES EM ROCHA

A predição da estrutura de um maciço rochoso é uma importante ferramenta da engenharia de minas uma vez que o comportamento dessa massa de rocha pode ser controlado pela presença de descontinuidades (TURANBOY *et al.*, 2008). A interseção das descontinuidades de um maciço cria *in situ* blocos de geometria tridimensional variável, cujo tamanho e forma têm influência preponderante em suas propriedades geotécnicas. Assim, o arranjo espacial destas descontinuidades tem

influência direta nas condições de suporte e estabilidade de taludes em rocha (KALENCHUK *et al.*, 2006).

Stead *et al.* (2006) subdividiram as técnicas de análise de escorregamentos em três níveis, segundo sua sofisticação. O primeiro nível diz respeito às aplicações convencionais de cinemática e equilíbrio limite e suas modificações (técnicas probabilísticas, inclusão de simulações de fluxo de água e tratamento de fraturas no campo plástico). O segundo nível se refere ao uso de métodos numéricos aplicados a meios contínuos (ou descontínuos). O terceiro nível inclui modelos híbridos, entre códigos de contínuo-descontínuo e simulação de propriedades de fraturas. A aplicabilidade de cada uma destas classes de métodos é discutida pelos autores, sugerindo-se que a forma de investigação/análise deva considerar a complexidade do processo a ser analisado.

Assim, Stead *et al.* (2006) definem que a análise de nível I pode ser promovida pelo desenvolvimento dos mapas convencionais de levantamento estrutural, sendo insuficiente o registro de apenas orientação de estruturas. Neste caso, devem ser obtidos dados geométricos das famílias de juntas (persistência e espaçamento, por exemplo) e indicadores de cisalhamento (rugosidade, preenchimento, presença de água, etc.) para uma análise cinemática consistente.

Para o mapeamento de nível II devem existir elementos suficientes para o uso de métodos numéricos, segundo as hipóteses e parâmetros do modelo concebido. Caso opte-se por assumir um modelo que considere a hipótese do contínuo, faz-se necessário definir índices que caracterizem continuamente a rocha a partir da combinação de suas propriedades. Em se tratando de meios não contínuos (abordagem), Stead *et al.* (2006) recomendam ênfase ao levantamento de variação de tamanho de blocos, persistência e espaçamento de juntas de forma a bem retratar o modelo descontínuo na análise de escorregamentos. Os códigos híbridos requerem levantamentos detalhados, nível III, pois além de considerarem modelagens (equações) complexas e variáveis espacialmente, agregam as dificuldades de implantação dos dois níveis anteriores.

Os parâmetros mecânicos básicos empregados por Armesto *et al.* (2009) nos estudos de análise de estabilidade de matacões graníticos foram obtidos através de testes de densidade em amostras e a partir de dados de descontinuidades obtidos *in situ*, segundo o critério de ruptura (*strength*) de Barton (1974, 1976).

Especial atenção foi atribuída à correta estimativa do índice JRC (*joint roughness coefficient*) e  $r$  &  $R$  (*Schmidt hammer rebounds on weathered and fresh rock surfaces*). Neste estudo, foram considerados dois mecanismos de instabilidade: deslizamento e tombamento.

O emprego de modelos matemáticos implementados em programas de computador para análise da estabilidade de taludes é uma tendência atual. Especialmente quando se tratam de análises em três dimensões. Xie *et al.* (2006) citam, por exemplo, os programas CLARA (HUNGR, 1988), TSLOPE3 e 3D-PCSTABL (THOMAZ, 1986) como referências no assunto e apresentam suas aplicações e limitações. Todavia, este grupo de pesquisa (XIE *et al.*, 2007; XIE *et al.*, 2006) têm aplicado estas ferramentas para análises de taludes a partir de Sistemas de Informações Geográficas (GIS) em detrimento a ferramentas terrestres.

Jaboyedoff *et al.* (2009) executaram o estudo, a partir de um modelo de elevação digital (DEM) obtido por imageamento aéreo, de um antigo escorregamento de encosta associado a uma grande falha e concluíram que a análise do DEM possibilita inferir o comportamento geológico-estrutural em macro-escala (retro-análise). Desta forma, pode ser utilizado para a predição e monitoramento de deslizamentos de encostas. Durante os estudos foi utilizado e desenvolvido o programa COLTOP3D, o qual permite a geração de diagramas estruturais a partir do DEM. Este mesmo programa havia sido anteriormente utilizado por Sturzenegger *et al.* (2007) para estimativa de tamanhos de blocos, a partir de base de dados GIS.

Já Teza *et al.* (2008) utilizaram método semelhante, na análise da estabilidade de encostas naturais, a partir de dados de escâner a laser terrestre. Estes autores implementaram em Matlab® 7.0 (MATHWORKS, 2008) rotinas para cálculos de deformações em modelos bi e tridimensionais obtidos a partir de escâneres terrestres. Foram estudados dois casos. O primeiro, escorregamento de Lamosano, refere-se a uma ruptura planar, a qual não pode ser diretamente observada, pois a área foi posteriormente ocupada por construções. O segundo refere-se ao escorregamento de Perarolo di Cadore, de cinemática mais simples (embora não puramente rotacional) e facilmente observável pelo escâner. Na análise das deformações, em escala regional, usando-se dados geodésicos, foram construídas as matrizes de deformação para cada um dos escorregamentos. Os autores observaram que as mudanças abruptas de deformações, expressas em

termos do sinal destas na matriz, estão geralmente associadas a falhas ou descontinuidades geológicas. A análise cinemática revelou que a definição do campo de deformações é o fator que mais influencia na análise, tendo sido permitida a identificação de áreas de risco nos estudos de caso desenvolvidos.

Turanboy *et al.* (2008), estudando bancadas de uma mina, geraram um modelo matemático (e um programa de computador) que correlaciona o posicionamento espacial das faces das bancadas da mina com descontinuidades impostas, pelo cálculo de coordenadas cartesianas e ângulos de referência. A aquisição dos dados para o estudo não é digital. Trata-se de uma abordagem teórico-matemática que correlaciona a geometria das bancadas da mina, com a geometria de famílias de fraturas identificadas visualmente.

Em geral, grande parte dos modelos de predição da estabilidade ou instabilidade de taludes, além dos parâmetros de constituição das rochas, vale-se das características geométricas e arranjo estrutural dos maciços para execução da análise. Insere-se neste contexto o Diagrama de Igual Área, também conhecido como rede de Schmidt-Lambert, que emprega projeção estereográfica para representação das estruturas planares ou lineares. Esta foi desenvolvida pela primeira vez por H. Lambert, em 1772, e aplicada à Geologia Estrutural por W. Schmidt, em 1925 (CARNEIRO, 1996).

Existem três formas diferentes de representação de dados planares no Diagrama de Igual Área, a saber: i) ciclograficamente, ii) por pólos, iii) por rumos de mergulhos (FIORI e CARMIGNANI, 2009). Cada uma destas representações possui aplicações específicas, as quais serão demonstradas ao longo da análise da estabilidade dos taludes da mina Saivá.

Segundo Fiori e Carmignani (2009), são condições a serem observadas no processo de deslizamento planar: i) em condições drenadas, o ângulo de deslizamento deve ser maior que o ângulo de atrito daquele plano; ii) a direção do deslizamento deverá afastar-se de, no máximo, 20 graus em relação ao rumo de mergulho da face da vertente; iii) o plano de deslizamento deverá aflorar na face da vertente.

A análise da ruptura em cunha de um talude no qual dois ou mais sistemas de descontinuidades isolam porções da rocha é um tema bastante complexo (FIORI e CARMIGNANI, 2009). Londe (1971), Wittke (1973) e Hoek e Bray (1981)

promoveram análises matemático-geométricas destas estruturas e suas propriedades geométricas através de cálculos vetoriais extensos e complexos. A partir destas teorias foram desenvolvidos métodos gráficos para solução de problemas de estabilidade geotécnica.

A análise de tombamento de blocos deve observar, segundo diversos autores (MARKLAND, 1972; HOEK e BRAY, 1981; WALTON, 1985; FIORI E CARMIGNANI, 2009), as seguintes condições: i) deverá haver duas famílias de descontinuidades que se entrecruzam, inclinadas uma a favor e outra contra a inclinação da vertente; ii) as condições mais favoráveis para ocorrência de tombamento aparecem quando a família que mergulha contra a vertente é inclinada a ângulos maiores que  $(90 - \phi)$ , enquanto a família que mergulha a favor deverá ter inclinações menores que o ângulo de atrito interno; iii) os rumos de mergulho destes planos deverão se situar dentro de  $20^\circ$  do rumo de mergulho da face da vertente.

#### 2.4. GEOLOGIA DA ÁREA DE ESTUDO

As rochas aflorantes na mina Saivá, estratigraficamente, pertencem ao Pré-Cambriano paranaense, mais especificamente ao Grupo Açungui, Formação Votuverava.

A designação de “Série Açungui” para os metassedimentos do Primeiro Planalto Paranaense foi proposta originalmente por Derby, em 1878, designando camadas aflorantes na margem do Rio Açungui, hoje tidas como pertencentes às Formações Água Clara ou Setuva. Foi, no entanto Oliveira (1927), citado por Fiori (1990), o primeiro a apresentar um mapa geológico regional (escala 1:1.000.000) e a descrever sumariamente as rochas do Grupo Açungui, reconhecendo-o como constituído essencialmente por xistos argilosos, quartzitos e calcários, considerando estes últimos como sua litologia mais característica, à qual atribuiu a idade Ordoviciano.

Bigarella e Salamuni (1967) mencionaram a presença de um pacote de rochas relativamente espesso, composto principalmente por filitos, contendo calcários calcíticos, quartzitos e conglomerados, sobrepostos, sem discordância

aparente, às rochas da Formação Capiru. Esta unidade foi designada pelos autores de Formação Votuverava.

Estratigraficamente, o Grupo Açungui pode ser subdividido em diversas seqüências litológicas, separadas por falhas de cavalgamento e/ou transcorrentes. Em termos geotectônicos, a bacia Açungui é do tipo retro-arco, tendo sua evolução marcada por depósitos com evidência glacial no início, passando a seqüências turbidíticas, realizadas em águas mais profundas e, posteriormente, apresenta condições de deposição em mar relativamente raso e quente, com intensa atividade biológica (FIORI, 1990; FIORI e GASPAR, 1993). A Formação Votuverava foi subdividida em três seqüências litológicas distintas, denominadas Bromado, Coloninha e Saivá, com a primeira posicionando-se na base e a última no topo (FIORI, 1990).

Soares *et al.* (2000) descrevem a sucessão de eventos tectônicos que deram origem às macroestruturas que compõem a geologia regional e definem a estratigrafia da área. Estes autores concluíram que as grandes falhas presentes na região, especialmente as transcorrentes, se desenvolveram durante e após o preenchimento da bacia Vendiana e que muitas falhas transcorrentes de ciclos recentes apresentam indicadores de cinemática reversa, principalmente em regime extensional rúptil.

Fiori *et al.* (1987) e Fiori (1990) reconheceram três sistemas deformacionais principais que afetaram as rochas do Grupo Açungui: o Sistema de Cavalgamento Açungui (SCA) como o primeiro evento de deformação responsável pela geração de três foliações bem evidenciadas; o Sistema de Dobramento Apiaí (SDA) que teria gerado dobramentos isoclinais e uma foliação  $S_3$  plano axial das foliações anteriores; o Sistema de Transcorrência Lancinha (STL), que seria o último evento deformacional e teria gerado marcante bandamento tectônico (clivagem de fraturamento), dobras escalonadas e falhas de empurrão. A Figura 7 apresenta o mapa geológico-estrutural do Grupo Açungui, com o posicionamento da mina Saivá.



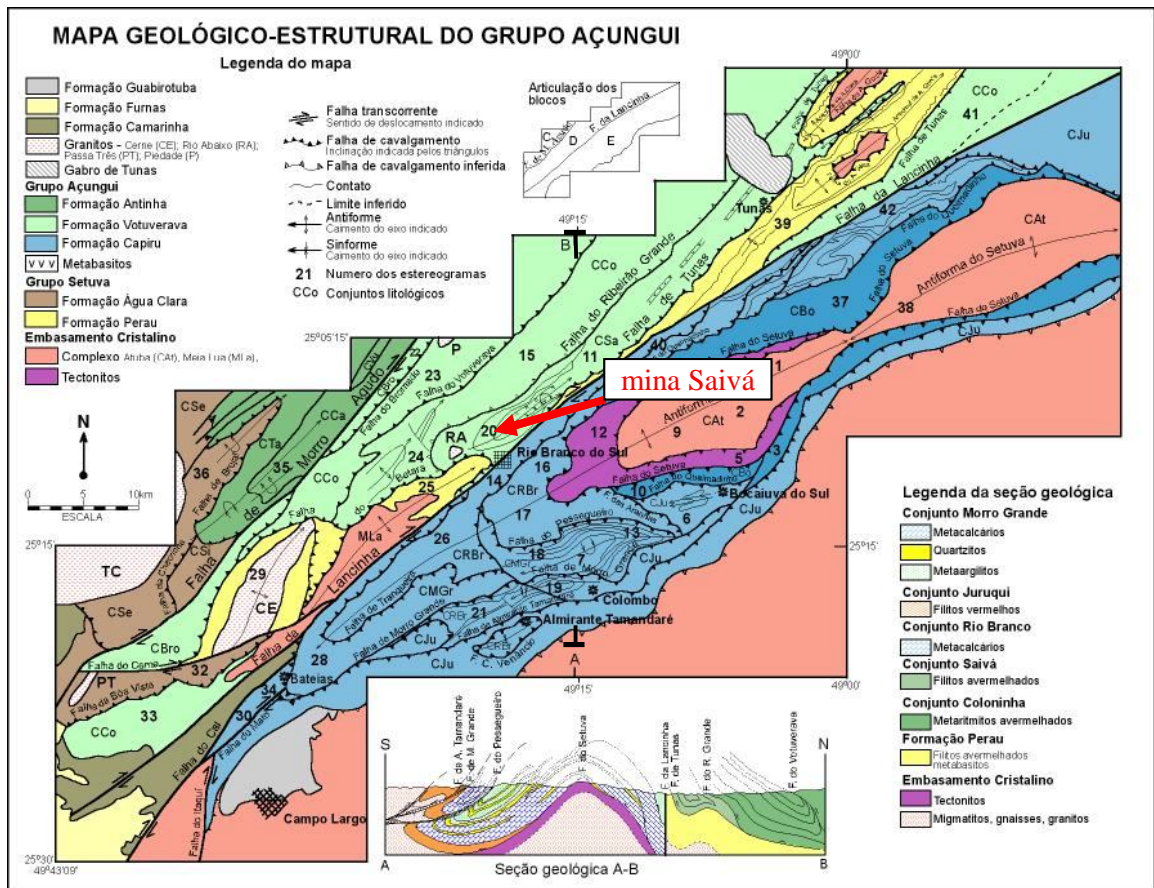


FIGURA 3 – MAPA GEOLÓGICO ESTRUTURAL DO GRUPO AÇUNGUI  
 FONTE: FIORI (2010)

No que toca ao SCA, Fiori (1990) registra a presença de várias estruturas geradas neste evento, como a foliação cataclástica  $S_c$  (que é também uma  $S_1$ ), disposta paralela ou subparalelamente ao bandamento de origem sedimentar, a foliação  $S_s$ , associada à  $S_1$ , a foliação  $S_2$ , localizada ao longo de algumas falhas de cavalgamento, retrocavalgamento e filonitização de rochas ao longo das principais falhas. Nem todas as estruturas se desenvolveram contemporaneamente, havendo interferências de umas sobre as outras. O modelo estrutural que melhor descreve seu arranjo espacial é o duplex, com importantes reflexos na estratigrafia do Grupo Açungui (FIORI, 1990).

Segundo Fassbinder (1996), as litologias do Grupo Açungui, situadas no Estado do Paraná, foram deformadas num regime transpressivo, em consequência de uma convergência oblíqua de placas. Sua deformação teria sofrido partição segundo as componentes de cisalhamento puro e cisalhamento simples, ambas em regime de deformação dúctil. Ainda de acordo com o autor, a coluna estratigráfica

original do Grupo Açungui, com a Formação Água Clara na base, seguida da Formação Votuverava e, no topo, as Formações Capiru e Itaiacoca, sofreram inversão tectônica ao longo da estrutura-em-flor, positiva.

#### 2.4.1.1. A mina de Saivá

A seqüência litológica descrita por Fiori (1990) denominada Saivá apresenta três litotipos principais. Inicia-se na base com um filito marrom escuro, com intercalações de níveis milimétricos, esbranquiçados, e eventuais níveis escuros, grafitosos, intercalados. É sucedido por um banco de mármore cinza escuro, relativamente homogêneo e por um pacote de pelitos avermelhados. Entre o mármore e este último, aparece um corpo de metabasitos.

O conjunto inferior parece se tratar de um pacote argiloso, no qual ocorrem intercalações de antigas margas, hoje representadas por um material bastante intemperizado, amarelado, poroso, leve e bastante fraturado. Localmente, podem ser observadas intercalações de quartzito fino, sujo, mal selecionado, amarelo-marrom. Alguns níveis são mais propriamente filitos arenosos, tendo a fração de areia granulometria muito fina. Esse pacote parece ter uma distribuição restrita à parte oeste da seqüência, próximo à zona apical da Sinforma do Rio Abaixo. Esporadicamente, ocorrem intercalações de metabasitos, de espessuras métricas, bastante intemperizadas (FIORI, 1990).

Sobre esse pacote, aparece um nível de mármore cinza escuro, homogêneo. Localmente, entretanto, pode-se reconhecer um bandeamento de origem sedimentar, e inclusive, algumas estruturas primárias, como estratificação cruzada (hummocky), granodecrescência, níveis oolíticos e brechas sinsedimentares, evidenciando deposição clástica desses carbonatos e atestando retrabalhamento intenso. O corpo apresenta-se em forma de lente, dobrado, com uma maior espessura junto ao fechamento da Sinforma do Rio Abaixo. Para leste, adelgaça-se rapidamente, tornando-se mais homogêneo e mais escuro, passando lateralmente a metamarga ou metarritmito carbonatado. Nos níveis mais argilosos surgem mineralizações em pirita e subordinadamente, galena e calcopirita, a coloração mais escura é dada pela matéria orgânica ou grafita, finamente dispersa (FIORI, 1990).

Posicionado sobre o mármore, aparece um pacote de filitos, com predominância de cores vermelho tijolo, e que constituem a litologia dominante da Seqüência Saivá. Trata-se de filitos às vezes homogêneos, sendo que em muitos locais, a rocha adquire o aspecto de um verdadeiro ritmito, com alternância nítida de níveis de 2 a 3 cm de filito vermelho escuro, com níveis de 0,5cm de espessura de filito arenoso, vermelho claro (fração areia fina dispersa). Apresentam-se dobrados (dobras D2), mas pouco deformados, evidenciando uma foliação em posição plano axial dessas dobras, que nem sempre é bem desenvolvida. O contato entre os diferentes níveis é nítido, com passagem brusca tanto no topo como na base, não tendo sido notada nenhuma gradação de um nível para outro (FIORI, 1990). Outras vezes o ritmito é representado por uma alternância de níveis cinza e níveis amarelados, de espessuras centimétricas.

Aparentemente o filito maciço situa-se na base desse pacote, enquanto os ritmitos se posicionam mais acima. A passagem de um para o outro é gradacional (FIORI, 1990).

Fiori (1990) descreve que entre o mármore e o pacote de filitos, aparece uma camada de metabasito, relativamente espessa. É uma rocha bastante intemperizada, apresentando cores avermelhadas e amareladas. Mostra um aparente bandeamento, possivelmente relacionado a variações composicionais, porém, de um modo geral, não é bem evidenciado nos afloramentos. A rocha mostra-se bastante deformada, com foliação principal disposta paralelamente às bandas de cores diferentes. Trata-se de foliação  $S_1$ , ou de fatiamento tectônico, estando dobrada por eventos plicativos posteriores, que originam dobras com planos axiais inclinados para norte (FIORI, 1990).

Segundo Scholl (1981), citado por Fiori (1990), o ambiente de deposição das rochas de seu subcompartimento A1, que corresponde em grande parte à Seqüência Saivá, deve ser o de águas calmas, com os carbonatos indicando ambiente fechado, passando a euxínico. A laminação plano-paralela e a escassez de outras estruturas sedimentares levaram o referido autor a supor que a deposição ocorria na sua grande maioria abaixo do nível das ondas (60 a 80m), mas, a julgar pelos carbonatos, à profundidade não superior a 800m.

O bloco Saivá é constituído por uma seqüência de rochas carbonáticas, intercaladas e encaixadas por metamargas, que por sua vez acham-se delimitadas

por metassiltitos e filitos na sua porção noroeste. Figueira (1999) estudou e modelou geoestatisticamente a mina, valendo-se de histórico de sondagens, análises químicas de amostras e levantamentos de campo na área. O metamorfismo identificado através do estudo de boletins de sondagens na área por Figueira (1999) nestas rochas atingiu a fácies xisto verde, zona da clorita, ou seja, um metamorfismo de baixo grau, permitindo a conservação de características texturais e estruturais, de tal forma que a designação mais apropriada para estas rochas é de metacalcário. O termo calcário é usado neste trabalho em função do grau de conservação das características sedimentares e por ser uma designação consagrada para os metacalcários aflorantes nesta região, inclusive pelos técnicos que trabalham na mina.

Os principais corpos de minério da mina Saivá, compreendidos entre as faixas de metamargas apresentam, segundo autor, uma orientação espacial com duas direções preferenciais, a saber: N30 à 50E, com mergulhos que variam em média de 70°NW até a vertical. Na porção noroeste, a lente de metacalcário, em profundidade, apresenta um leve mergulho para SE, que sugere um possível sinclínório. Ainda de acordo com o autor, a sudeste desta seqüência pode-se notar a ocorrência de rochas carbonáticas predominantemente dolomíticas, que ostentam direções em torno de EW, com mergulhos médios de 75° para norte, até a vertical. O limite sudeste das metamargas, em profundidade, indica uma provável interface destas duas orientações diferenciais.

A orientação deste conjunto de rochas carbonáticas sugere, segundo Figueira (1999), uma continuidade na orientação nordeste do prolongamento da mina Saivá e um estrangulamento a sudoeste (possível zona apical do sinclínório).

A partir de furos de sondagens e análises químicas, a faixa de metacalcários compreendida entre as lentes de metamargas, foi a que se mostrou mais favorável ao fabrico de cimento. Esta faixa apresenta uma espessura média de 600m e inclui duas grandes lentes interdigitadas: uma a NW, constituída predominantemente por metacalcários dolomíticos semi-puros, com uma espessura média de 400m e outra a SE, com uma espessura média de 200m, constituída predominantemente por metacalcários magnesianos semi-puros. No extremo NE da jazida esta última lente apresenta uma espessura maior, em torno de 400m, e interdigita-se com a lente de metacalcário dolomítico a nordeste (FIGUEIRA, 1999).

Nesta seqüência de rochas carbonáticas, delimitada por metamargas, por vezes acham-se intercaladas camadas descontínuas, lenticulares e de pequena espessura, constituídas por: metacalcário dolomítico impuro, metacalcário magnesiano impuro e metamarga. Esta classificação foi proposta por Bigarella e Salamuni (1956). Ocorrem ainda nesta seqüência carbonática pequenas lentes irregulares e descontínuas de brechas intra-formacionais.

Os metacalcários na porção NW foram informalmente denominados pela empresa mineradora de metamarga, embora na realidade se trate de uma alternância de camadas de pouca espessura, constituídas por diversos tipos de metacalcários, intercalados por finas camadas de metamarga. As rochas carbonáticas situadas a SE da lente de metamarga constituem uma seqüência altamente magnesiana. Esta é composta pelas rochas: metacalcário dolomítico semi-puro, metacalcário dolomítico impuro, além de pequenas intercalações de metamarga e brechas intra-formacionais, todas altamente magnesianas (FIGUEIRA, 1999).

Segundo Figueira (1999), os dolomitos e metacalcários desta região apresentam um complexo padrão estrutural, muitas vezes caracterizado por atitudes distintas (EW) do padrão regional, que exhibe uma orientação preferencial em torno de N45E. Ainda de acordo com o autor, estas variações acentuadas de atitudes são típicas de blocos tectônicos limitados por falhas do Grupo Açungui.

Pontualmente, na mina, foram registradas por Figueira (1999) ocorrências de rochas graníticas, as quais se tratam de pequenas apófises desta rocha, oriundas do Granito Rio Abaixo, intrudido nas proximidades do bloco Saivá.

Todas as rochas aflorantes na mina Saivá são cortadas por diques de diabásio identificados inicialmente através de prospecção geofísica (método magnetométrico) e posteriormente confirmadas através de sondagens rotativas. Atualmente, a visualização destes corpos básicos é feita com facilidade em campo. Foram mapeados durante a lavra, conforme Figueira (1999), cinco diques de diabásio, os quais cortam perpendicularmente todas as rochas do bloco Saivá com uma direção média de N40W, com mergulhos verticais e sub-verticais tanto para o quadrante SW como para NE. De acordo com os levantamentos, o dique de maior porte (D3) apresenta orientação N35W e mergulho 75° para NE e sua espessura média é de 25m.

Um segundo dique (D2) apresenta a mesma direção e ângulo de mergulho do anterior, embora o quadrante de mergulho seja para SW. Este dique caracteriza-se também por uma ramificação, localizada no extremo SE, com uma espessura média de 10m.

No extremo SW da mina Saivá, ocorre um dique de diabásio (D5) com aproximadamente 20m de espessura e uma direção média de N45W e mergulho em torno de 70° para NE.

A ocorrência de fendas preenchidas ou não por argilas pode acontecer aleatoriamente em qualquer um dos tipos litológicos carbonatados. Figueira (1999) registra a ocorrência, por exemplo, de caverna com 33m de extensão identificada durante sondagem.

Atualmente, as atividades de exploração na mina de Saivá tem se desenvolvido principalmente junto à face sudeste da mina, com fluxo de minérios e rejeitos bastante intenso. Paralelamente, tem se buscado aprofundar a mina, em toda sua extensão. Em geral, as atividades de avanço da lavra são conduzidas em função das características composicionais da rocha no interesse momentâneo da exploradora.

Na mina, de formato aproximadamente retangular, evidenciam-se atualmente, de maneira geral, quatro vertentes, de orientações N40E/70NW, N50W/70NE, N50W/70SW e N30E/70SE, para as quais foi analisada a estabilidade dos taludes.

#### 2.4.1.1.1. Caracterização dos litotipos

A caracterização das rochas carbonáticas que afloram no bloco Saivá objeto do estudo foi fundamentada no trabalho de Bigarella e Salamuni (1956), nos termos apresentados por Figueira (1999).

## Metacalcários

Trata-se de rochas maciças, às vezes levemente orientadas, com textura granoblástica. A coloração destes metacalcários é cinza médio. Os metacalcários magnesianos semi-puros apresentam intercalações milimétricas e sub-milimétricas de grãos líticos, arredondados de quartzo e agregados, também líticos, arredondados e ovalados de dolomita, numa massa micrítica, constituída essencialmente por calcita. A proporção entre os agregados e a matriz é da ordem de 5 a 10%, sendo a distribuição dos agregados heterogênea na rocha. Quando há o predomínio de agregados de dolomita com forma ovalada, estes ocorrem de maneira subparalela no seu alongamento, impondo uma certa orientação à rocha.

Normalmente ocorrem nestas rochas, pequenos níveis de distribuição irregular ( $S_1$ ) constituídos por leitos milimétricos e centimétricos de metamarga e/ou filito, de textura lepidoblástica, normalmente piritosa. Outra ocorrência comum é a presença de filmes milimétricos a sub-milimétricos de material micáceo, também com distribuição irregular na rocha com pirita associada. Quando ocorrem as intercalações descritas, fica evidenciado o acamamento da rocha. É relativamente rara a ocorrência de pequenos cristais euhédricos de pirita, isolados, nos termos de metacalcário não contaminado por impurezas.

O metacalcário magnesiano semi-puro apresenta trechos de pouca espessura, corrugados e/ou brechados, normalmente com presenças de metamargas piritosas e calcita branca. São raras as vênulas da calcita branca, que recortam a rocha de maneira heterogênea; o grau de fraturamento destas rochas é incipiente, preenchido ou não por calcita branca.

Vale ressaltar que, em termos macroscópicos, principalmente em frentes de lavra e rochas desmontadas, não se distinguem os diversos tipos de metacalcários acima descritos, no que diz respeito ao conteúdo de agregados líticos de dolomito e conseqüentemente o seu teor em MgO. Nos testemunhos de sondagem e afloramentos naturais de superfície intemperizada consegue-se distinguir a ocorrência destes agregados, sendo difícil estimar sua proporção na rocha que justifique uma classificação correta. Portanto, a classificação destas rochas está fundamentalmente associada à sua composição química. Com relação aos contatos

e intercalações apresentados entre os diversos tipos de rochas descritos, estes, normalmente se fazem por transcrição.

### **Metamarga**

São rochas fortemente orientadas, de granulação fina, coloração cinza médio a escura. Estas rochas apresentam uma alternância rítmica de leitos compostos quase que exclusivamente por clorita e/ou sericita (textura lepidoblástica) e leitos de material carbonático (textura granoblástica), caracterizando uma foliação ( $S_1$ ) paralela a sub-paralela ao acamamento ( $S_0$ ). A espessura destes leitos é da ordem milimétrica, podendo, em intervalos distintos, haver maior espessura dos leitos de material micáceo em relação aos leitos de material carbonático e vice-versa. Esta alternância rítmica, dos leitos de composição distinta, evidencia nitidamente o acamamento sedimentar, já que os contatos entre os níveis é normalmente bem marcado, caracterizado por transposição da foliação. Nos níveis mais micáceos é comum a ocorrência de cristais euhédricos de pirita. A metamarga pode apresentar pequenos intervalos corrugados e/ou brechados. O grau de fraturamento é mediano, e este normalmente se faz ao longo dos planos de acamamento, sendo raro seu preenchimento por calcita branca. Os contatos destas rochas com os metacalcários, metassiltitos e filitos, normalmente são de transição (gradacionais).

### **Brecha Intraformacional**

Na mina de Saivá, a ocorrência desta rocha é restrita a pequenas áreas. Estas rochas são compostas por seixos angulosos e alongados, de formatos irregulares, provenientes das metamargas, filitos e até mesmo dos metacalcários. Apresentam tamanhos que chegam a atingir até 20cm de extensão em seu eixo maior. Estes seixos encontram-se em meio a uma matriz carbonática e apresentam uma orientação paralela a sub-paralela caracterizando um provável acamamento sedimentar. Por vezes este acamamento apresenta-se levemente corrugado.



**Filitos e Metassiltitos – Mts + Fi**

Trata-se de rochas orientadas, de granulação fina, coloração esverdeada, quando não alteradas. São rochas quase que exclusivamente compostas por material micáceo representadas por clorita e/ou sericita, esta última, em menor proporção. Apresentam uma forte orientação denotada pela textura lepidoblástica, sendo classificadas como filitos. Os metassiltitos apresentam uma alternância rítmica de níveis com espessuras milimétricas compostos por material micáceo e níveis com espessuras semelhantes compostos por material quartzo-feldspático, às vezes com baixo teor em carbonatos e normalmente apresentando coloração cinza esbranquiçado. O grau de fraturamento apresentado por estas rochas é mediano, normalmente sem preenchimento. O contato destas rochas com as metamargas é gradacional.

**Diabásio – Db**

Trata-se de rochas maciças, raras vezes amigdaloidais, de coloração preta e cinza escuro. Quanto ao grau de cristalização, apresentam-se hipocristalinas e hivíteas, normalmente afaníticas nas regiões de contato a halocristalinas nas partes centrais das intrusões, apresentando, neste caso, granulação média. O diabásio é composto por plagioclásio, piroxênio e magnetita. O grau de fraturamento é mediano, preenchido ou não por calcita branca e/ou clorita. Normalmente as intrusões de diabásio provocam metamorfismo de contato em suas encaixantes carbonáticas, com a perda, por parte destas, de matéria orgânica com a conseqüente mudança de coloração para cinza esbranquiçado.

**Granito**

São rochas de estrutura porfiróide, com megacristais de microlina, com coloração levemente avermelhada e com tamanhos que chegam até 5mm, em meio a uma matriz acinzentada de granulação média. A textura é inequigranular. Os granitos são compostos essencialmente por megacristais de microlina, quartzo,

oligoclásio e grande quantidade de biotita. O grau de fraturamento é mediano, às vezes preenchido por calcita branca.

#### 2.4.1.1.2. Análise estrutural

Figueira (1999) compilou e interpretou os dados relativos a diversas campanhas de levantamentos de dados estruturais executados pela empresa mineradora e os contextualizou junto ao estudo regional promovido por Fiori (1990). Depreendeu-se a partir da análise de estereogramas de fraturas, compostos pela somatória de todos os dados, que: i) há duas concentrações marcantes, com direção tanto para NE quanto para NW e mergulhos acentuados, em torno de  $75^\circ$  ou superiores, que poderiam estar relacionadas a juntas transversais geradas por dobramentos regionais, muito provavelmente sobrepostas por um evento posterior, relacionado ao Arqueamento de Ponta Grossa, cujas juntas são comumente preenchidas por rochas intrusivas (diques), pois os diques que cortam as rochas descritas na mina apresentam orientação média de N40-50W, com mergulhos próximos da vertical; ii) há uma dispersão marcante das juntas, com direções tanto NW quanto NE, com mergulhos que variam da vertical até  $35-30^\circ$ , que se supõem juntas diagonais; iii) há evidência da dispersão de duas concentrações com atitudes para NE e NW com mergulhos para SE e SW, respectivamente, e que podem estar ainda associadas às dobras regionais, as quais poderiam ser interpretadas como sendo juntas sub-paralelas à foliação, embora estes tipos de juntas sejam consideradas raras.

O estudo aponta ainda que, em descrição de campo, geralmente as juntas descritas em ii) não são preenchidas, sendo descritas como “juntas rocha-rocha”, embora eventualmente encontrem-se juntas preenchidas por calcita, apresentando um padrão regular de espaçamento.

Outra hipótese considerada como responsável pela geração das juntas descritas em iii) seria a Falha da Lancinha, embora tal interpretação gere diversos questionamentos pois nem sempre as juntas estão associadas às principais estruturas geradas em um sistema de transcorrências (falhas sintéticas, antitéticas, normais, etc.) e, sim, podem estar associadas a estruturas secundárias.

Outro fato importante, descrito por Fiori (1990; 1993), é que se sabe que há pelo menos três grandes eventos tectônicos que afetaram o Grupo Açungui, de maneira que a superimposição destes eventos se torna um fator complicador da compreensão de qual evento gerador destas estruturas. Apresenta-se na Tabela 1 um resumo de levantamentos de dados estruturais promovidos pela Votorantim (2010) para caracterização da área.

TABELA 1 – RESUMO DOS LEVANTAMENTOS ESTRUTURAIS EFETUADOS PELO GRUPO VOTORANTIM NA MINA

	<b>GERAL</b>	<b>FACE A</b>	<b>FACE B</b>	<b>FACE C</b>
<b>Total de medidas</b>	674	111	307	256
<b>Rúpteis</b>	595	85	270	240
<b>Dúcteis</b>	79	26	37	16
<b>RÚPTEIS</b>				
<b>NW/SW</b>	29% - N30W/30SW	26% - N30W/30SW	30% - N20W/36SW	28% - N50W/18SW
<b>NW/NE</b>	26% - N30W/36NE	19% - N50W/72NE	28% - N56W/84NE	26% - N30W/36NE
<b>NE/SE</b>	16% - N50E/18SE	18% - N13E/42SE	14% - N20E/72SE	18% - N50E/18SE
<b>NE/NW</b>	21% - N68E/48NW	21% - N30E/24NW	21% - N64E/42NW	21% - N61E/48NW
<b>OUTRAS</b>	09% - NS/36E	16% - EW/66N	07% - N34W/90	08% - EW/24S
<b>DÚCTEIS</b>				
	35% - N38E/65NW	30% - N43E/84SE	62% - N30E/84NW	27% - N38E/90
<b>PERSISTÊNCIA MAIOR 10 METROS</b>				
<b>1ª Grandeza</b>	29% - N70W/36NE	26% - N13E/42SE	28% - N30W/36NE	34% - N20W/36NE
<b>2ª Grandeza</b>	26% - N75E/48NW	26% - EW/36N	26% - N61E/42NW	27% - N77E/54NW
<b>RUGOSIDADE ENTRE 1 E 6</b>				
<b>1ª Grandeza</b>	30% - N42W/40SW	25% - N30W/30SW	32% - N56W/84NE	29% - N50W/18SW
<b>2ª Grandeza</b>	27% - N30W/36NE	21% - N30E/24NW	31% - N20W/36SW	27% - N30W/36NE
<b>ABERTAS</b>				
<b>1ª Grandeza</b>	30% - N30W/40SW	25% - N30W/30SW	36% - N43W/54NE	34% - N50W/18SW
<b>2ª Grandeza</b>	26% - N45W/72NE	25% - N30E/24NW	29% - N40W/72SW	23% - N78W/40NE
<b>PARÂMETROS CRUZADOS</b>				
	N83E/54NW	N08E/48SE	EW/46N	N77E/54NW

FONTE: Votorantim Cimentos (2010)

### 3. MATERIAIS E MÉTODOS

#### 3.1. ESCÂNER A LASER TERRESTRE (ELT)

O principal equipamento utilizado na pesquisa é o escâner a laser terrestre modelo Cyrax HDS 3000 (LEICA, 2005). Este apresenta como principais características sua versatilidade e alta eficiência aliada à alta acurácia, ao incorporar uma capacidade de escanerização de 360° (horizontal) e 270° (vertical) por meio de um rápido georreferenciamento. A interface entre usuário e equipamento é o programa Cyclone (LEICA, 2005), o qual permite a captura de nuvens de pontos, seu processamento e integração com programas tipo CAD convencionais.

Segundo o fabricante (LEICA, 2005), o equipamento, que contém uma janela dupla, contempla ainda um campo de visão totalmente selecionável e possibilidade de verificação da densidade de escanerização, câmera fotográfica automaticamente calibrada para sobreposição de imagens, possibilidade de medida da altura do equipamento e de posição de marcos de referência, sistema de alimentação de encaixe rápido e botão de escanerização rápida. A precisão do equipamento é tida como de 6mm à uma escanerização de 50m.

O fabricante informa ainda que o levantamento de alta definição nunca foi tão fácil e amigável para os topógrafos e outros profissionais. Isto porque o equipamento permite a utilização de marcos de referência para amarração da imagem. Estas mesmas características (altura do equipamento, marcos, etc.) também são importantes para o automatizado georreferenciamento dos dados capturados. O novo modo de escanerização rápida permite que os usuários rapidamente e facilmente definam as extensões da cena de varredura, bastando apertar um botão no escâner. O sistema de troca de bateria e o peso melhoraram, garantindo maior portabilidade e operações de campo ainda mais flexíveis e amigáveis. O Quadro 1 apresenta algumas especificações técnicas do equipamento.

PERFORMANCE DO SISTEMA	
ACURÁCIA DE UM PONTO ÚNICO (a 50m)	
Posição	6 mm
Distância	4 mm
Ângulo (vertical)	60 micro-radianos
Ângulo (horizontal)	60 micro-radianos
Precisão da superfície modelada	2 mm
Precisão na identificação do alvo	1.5mm
Monitoramento da integridade dos dados	Auto-acurácia periódica, realizada durante e pré operação
SISTEMA DE ESCANERIZAÇÃO A LASER	
Tipo	Pulsado
Cor	Verde
Classe do Laser	Class 3R (IEC 60825-1)
ALCANCE	
Alcance ótimo efetivo	1m-100m
Máxima densidade da amostra	1.2mm
Escanerização máxima (horizontal)	20,000 pontos/linha
Escanerização máxima (vertical)	5,000 pontos/coluna

QUADRO 13 – ESPECIFICAÇÕES TÉCNICAS DO EQUIPAMENTO UTILIZADO

### 3.1.1. Programas de Computador

A integração e interação de diversas ferramentas computacionais com os equipamentos utilizados na pesquisa, permitiu agilizar o processo de aquisição e tratamento de dados, na análise da estabilidade dos taludes. Como citado, foi utilizado o programa Cyclone (LEICA, 2005), para aquisição e tratamento dos dados geológico-geotécnicos junto ao laser escâner. Através do Cyclone, foram obtidas as nuvens de pontos georeferenciados, selecionados os pontos de interesse para a pesquisa, geradas as superfícies (*meshs*), identificadas visual/virtualmente as discontinuidades e obtidas as coordenadas dos pontos que definem as estruturas de interesse.

Uma das vantagens do programa Cyclone é permitir a interação, inclusive através de rotinas próprias, com outros programas tipo CAD, como por exemplo o Autocad (AUTODESK, 2004). Em virtude de não ter sido concebido para a análise de taludes e estruturas geológicas, o Cyclone apresenta como limitações os fatos de

não permitir a identificação automatizada de planos no modelo de elevação digital (DEM), a definição da orientação espacial de planos definidos pelo usuário ou ainda a não exportação de dados (coordenadas) de pontos de interesse.

Desta forma, foram necessários os programas Excel, da Microsoft, e Rockworks14 (ROCKWARE, 2008), para definição das atitudes das estruturas identificadas através de suas coordenadas referenciadas. Na etapa de processamento dos dados, foram utilizados os programas Stereonett (DUYSTER, 2000) e o Stereo32 (DUYSTER, 2000) para geração dos diagramas estruturais. Empregou-se também o programa Rockworks 14 (ROCKWARE, 2008) na geração de diagramas estruturais e histogramas que permitiram avaliar a consistência dos dados processados e o Autocad (AUTODESK, 2004) para o tratamento dos diagramas estruturais no estudo da estabilidade de taludes.

### 3.2. LEVANTAMENTOS DE CAMPO

Os levantamentos de campo levados a efeito aconteceram em duas etapas. A primeira etapa constituiu-se na validação do método proposto que consiste na aplicação da tecnologia de escanerização a laser ao estudo da estabilidade de taludes. Nesta etapa foram verificados os requisitos mínimos necessários ao desenvolvimento do estudo e as limitações da técnica.

A segunda etapa dos levantamentos, realizada em 11 de maio de 2010 buscou a complementação dos levantamentos efetuados na primeira campanha, de sorte a formar um banco de dados e imagens suficientes para utilização da ferramenta proposta, aplicando-se seus resultados à análise da estabilidade de taludes e removibilidade de blocos.

Uma terceira ida a campo destinou-se exclusivamente à coleta de amostras para realização dos ensaios de compressão uniaxial da rocha.

### 3.3. O MÉTODO DE PESQUISA

O método empregado na pesquisa, em caráter de vanguarda, objetiva a avaliação da estabilidade de taludes em rocha a partir da ferramenta escâner a laser. Embora tal equipamento tenha já sido utilizado na área da geotecnia para fins de monitoramento de encostas, o estudo paramétrico/geométrico das estruturas geológicas para fins geotécnicos (estabilidade), com esta tecnologia, não foi evidenciado na bibliografia consultada. A própria utilização deste equipamento é recente e inovadora na área da geologia (MEZZOMO, 2007; DALMOLIN e SANTOS, 2004; NAGALLI *et al.*, 2008).

Acrescenta-se a este fato a abordagem diferenciada que a técnica requer, pela interpretação e reconhecimento de uma determinada porção da nuvem de pontos como ente geológico-estrutural, inferindo-se direções preferenciais de descontinuidades, e levando-se em conta suas dimensões, frequência, persistência, penetratividade, etc. Todos estes fatores podem influenciar diretamente o cálculo da estabilidade dos taludes.

Em linhas gerais foram desenvolvidos trabalhos que visaram à validação da aplicação da tecnologia de escâner a laser a estudos geotécnicos de estabilidade de taludes, definição dos parâmetros a serem empregados em análises deste tipo, além de aplicação do método ao estudo de caso, com análise da estabilidade de encostas e removibilidade de blocos em função das estruturas identificadas. Complementarmente foram avaliadas as condições de resistência mecânica da rocha da mina e seu maciço foi classificado geotecnicamente. Assim, as etapas do trabalho podem ser resumidas no fluxograma apresentado na Figura 4.

Cada uma das etapas do método geral proposto para a análise da estabilidade de taludes em rocha por meio da utilização de escâner a laser é na seqüência pormenorizada.

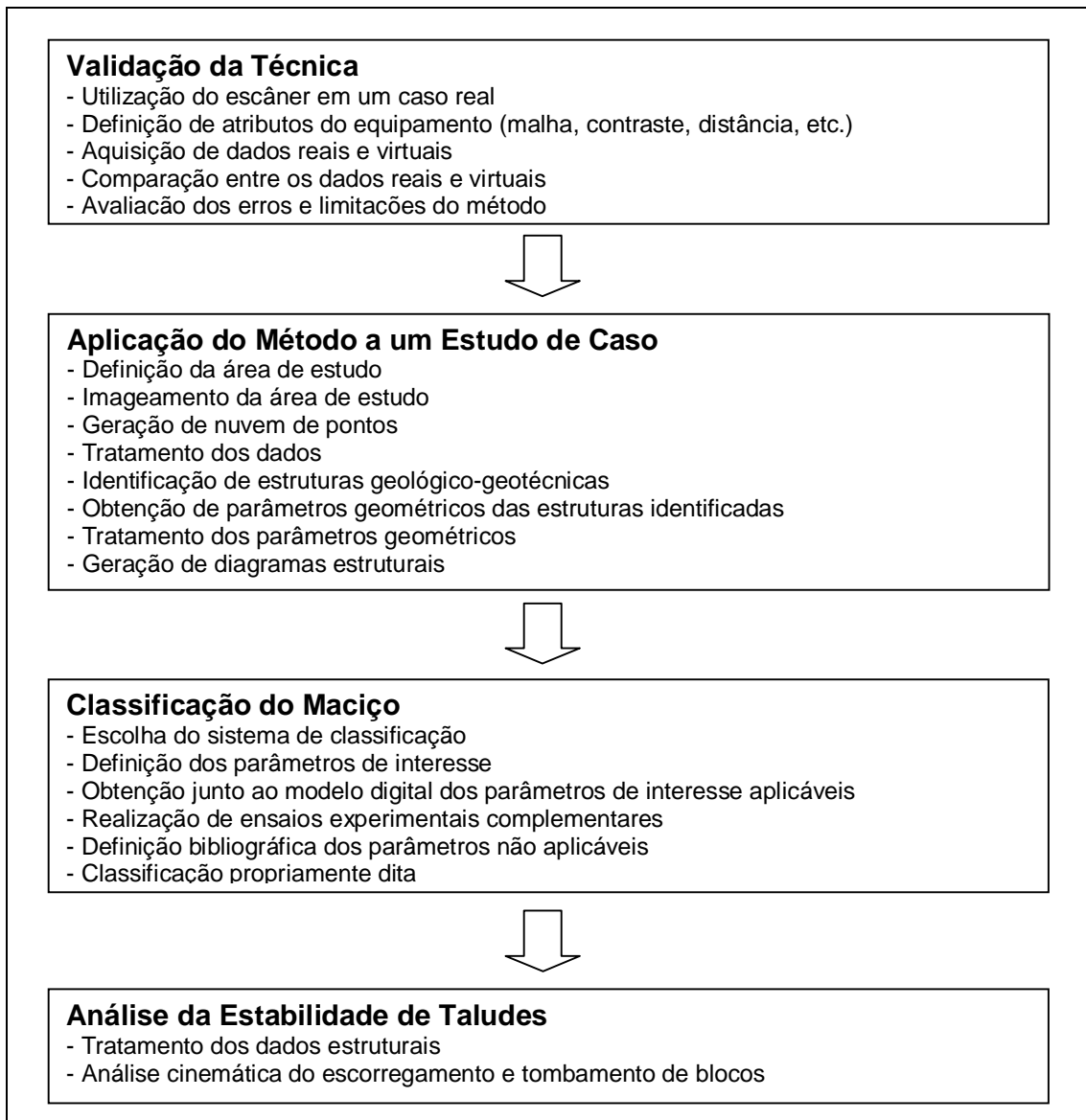


FIGURA 4 – FLUXOGRAMA DO MÉTODO DE PESQUISA

### 3.3.1. Validação da Técnica

#### 3.1.1.1 Aplicabilidade do equipamento em campo

A etapa inicial do trabalho consistiu na verificação da aplicabilidade da ferramenta à proposta, definindo-se limitações e diretrizes da utilização do equipamento. Para tal, foi selecionada uma pequena área na porção leste da jazida, apresentada na Figura 1, onde uma bancada de cerca de 200m de comprimento por



18m de altura foi imageada, o que equivaleu a três horas de aquisição de dados. A escolha da área atentou à dinâmica operacional de exploração da jazida, optando-se por uma zona que não seria explorada em curto prazo, o que possibilitaria que eventuais levantamentos complementares fossem realizados sem prejuízo à geometria do objeto (bancada) selecionado.

O fator limitante desta campanha foi a autonomia das baterias do equipamento, uma vez que não se dispunha de outra fonte de energia no local. O levantamento de campo referente a esta etapa inicial foi executado em 17 de março de 2008. As descrições dos equipamentos são oportunamente apresentadas. Destaca-se que o uso do equipamento para imageamento de áreas externas (minas ou cortes de estradas, por exemplo) requer condições meteorológicas favoráveis (dias ensolarados ou, no mínimo, nublados). Gotas de chuva colocam-se como anteparos aos feixes de luz, prejudicando a aquisição dos dados.

Definida a área a ser imageada, o processo de escanerização é realizado por etapas, separando-se a aquisição de dados por quadros no programa Cyclone (LEICA, 2005). Uma consideração importante, relatada por Pierin *et al.* (2007) e Sturzenegger e Stead (2009), que facilita o georeferenciamento dos dados e minimiza efeitos de distorção da imagem, refere-se ao posicionamento e direcionamento do equipamento em relação ao objeto a ser imageado e ao horizonte de imageamento. No que concerne ao posicionamento do equipamento, este não deve situar-se a uma distância superior a 100m da bancada (objeto) a ser imageada (limitação de alcance do aparelho). Nesta etapa do estudo, o equipamento posicionou-se a uma distância da ordem de 80m da bancada, nunca superior a 100m (isto porque a bancada não é circular e assim a distância entre o objeto e o escâner é variável).

No que concerne ao direcionamento do equipamento, este deve estar orientado/apontado para o norte verdadeiro, através de bússola. Esta situação evita a necessidade de um pré-processamento dos dados, pela rotação de coordenadas para um novo sistema de eixos, e erros associados. O equipamento, acoplado a um tripé, é fixado junto ao solo e calado por meio de bolha niveladora. Cabos de energia são ligados às baterias e cabos de rede conectam o equipamento ao computador que processa o armazenamento dos dados obtidos. O procedimento, em detalhe, foi descrito em Mezzomo (2007).

No consentâneo ao horizonte de imageamento, considerando que os equipamentos/programas permitem justaposição de imagens, deve-se promover o imageamento por etapas (fatias). Este se justifica pelo fato de que a distância entre o objeto (bancada da mina) e o aparelho (escâner) é variável, por não se tratar de uma mina de formato circular. Ao contrário, a imagem adquirida poderia apresentar distorções significativas decorrentes deste distanciamento diferenciado. Esta medida, ao segmentar o tempo total de escanerização, minimiza os riscos de aborto da operação de aquisição de dados e conseqüente perda de informações. Assim, a área imageada foi composta por “fatias” de 30 a 40m de largura. Situação semelhante se aplicaria à direção vertical, embora, na pesquisa efetuada, tenha-se definido a altura da imagem como aproximadamente igual à altura de uma única bancada (18m) ao invés de várias bancadas.

Sempre que possível, é desejável o emprego do imageamento de uma mesma parede sob dois posicionamentos diferentes do laser escâner. Esta medida visa cobrir eventuais zonas de sombreamento, gerando uma superfície tridimensional mais próxima da realidade. Para tal, vale-se de marcos de referência, dispostos adequadamente junto à parede imageada com vistas a compatibilizar posteriormente ambas as imagens. A interface de aquisição e edição dos dados se dá pelo programa Cyclone (LEICA, 2005), responsável pela operação do aparelho. Nesta etapa inicial, devido às limitações de autonomia de energia do equipamento não foi possível o emprego desta técnica.

No que tange à resolução da imagem, ainda antes do início dos levantamentos, é necessário parametrizar junto ao escâner a laser a malha de aquisição dos dados (distância entre pontos). Esta foi definida, em função de limitações de tempo de aquisição de informação e de bateria do aparelho, como uma malha que variou de 1,7 x 1,7cm a 2,0 x 2,0cm. Quanto maior a malha, menor o tempo de aquisição de dados e pior a potencial qualidade da imagem adquirida. Para fins de uma avaliação preliminar, julgou-se proveitoso, em função do tamanho da mina e limitações do método, uma resolução de imagem que abrangesse grande área (da ordem de centenas de metros, para representatividade de estruturas), sem perda significativa, por hipótese, de qualidade de dados. Malhas de 100cm de espaçamento deixariam de representar no DEM estruturas importantes de tamanho centimétrico ou decacentimétrico, por exemplo.

Outro parâmetro de entrada no equipamento é o contraste, definido para a situação *outdoor* como uma taxa de exposição igual a 8mms, em uma escala de 1 a 10mms, nas duas campanhas de campo. Este parâmetro é função das condições de iluminação (insolação) no local, cores associadas à imagem, etc., tendo sido definido empiricamente no local. A resolução da câmera digital foi definida em 1 megapixel (máxima do equipamento). Na campanha preliminar imageou-se parte da face leste da mina (bancada inferior) e na segunda campanha foi imageada porção da face oeste, abrangendo duas bancadas, conforme mostrado na Figura 1. A escolha dos locais imageados considerou o plano de lavra, optando-se por faces desativadas, por uma questão de segurança e reprodutibilidade dos ensaios.

Paralelamente, foram obtidas em campo algumas atitudes de estruturas representativas, conforme ilustra a Figura 5, as quais serviram posteriormente como base de comparação entre estruturas reais e digitais e validação do método. Por exemplo, foram medidas em campo e conferidas no modelo digital planos orientados na face oeste a N76E/33W, N52E/88SE, N40W/88NE, N58E/20SE, N88E/65NW, N50E/42NW.



FIGURA 5 – AQUISIÇÃO DE MEDIDAS EM CAMPO

### 3.1.1.2 Tratamento do Modelo Digital

As etapas de campo apresentaram como principal resultado nuvens de pontos referenciados as quais, por hipótese, permitem a aquisição de dados estruturais para fins geotécnicos. Todavia, as nuvens de pontos obtidas em campo pelo equipamento não estão ainda prontas para aplicação, requerendo pré-

tratamento dos dados. A primeira etapa deste tratamento consiste na eliminação de pontos imageados que não pertencem ao objeto de interesse (neste caso, as bancadas da mina). Assim, são excluídos os pontos que não compõem a figura objeto da pesquisa, tais como pilhas de rejeitos, bancadas fora do limite de estudo, vegetação, etc.

Esta medida é positiva, pois impede que os pontos que não compõem o objeto antepõem-se ao mesmo, inviabilizando, eventualmente, a visualização de estruturas. Adicionalmente, a nuvem pós-tratamento, em sendo composta por menos pontos, torna-se mais leve no que concerne a seu processamento computacional (rotação de imagens, zoom, escolha de atributos, etc.).

### 3.1.1.3 Reconhecimento de estruturas geológicas digitais

Geradas e tratadas as nuvens de pontos, iniciaram-se os trabalhos de identificação das estruturas, cujos resultados primários constituem-se nas atitudes das estruturas e correspondente análise, e como resultados indiretos têm-se os parâmetros necessários para emprego do método (técnica) a esta finalidade. A fim de investigar a acuidade do método, nas duas etapas principais de campo, em alguns planos de fratura mais pronunciados, como por exemplo o apresentado na Figura 4, procedeu-se a marcação de planos, através de três pontos referenciados, a curtas (da ordem de centímetros) e médias distâncias (da ordem de metros).

O reconhecimento de planos, em meio digital, é possibilitado pela rotação da nuvem de pontos, via programa Cyclone (LEICA, 2005). São considerados planos, sucessões de pontos relativamente alinhados sob uma determinada perspectiva, de sorte que sob outra perspectiva estes pontos formem uma malha aproximadamente regular e quadrangular. Na Figura 6 pode-se observar um exemplo de aplicação deste método, reconhecendo-se na perspectiva apresentada na parte superior da figura os pontos da nuvem que compõem os planos 38 a 41 e, na parte inferior da figura, observam-se padrões de malha regular formado por estes pontos e padrões de malha irregular formados por outras porções da nuvem.

A etapa seguinte do processo constitui-se na marcação das estruturas identificadas, por meio de figuras geométricas conhecidas. Destaca-se aqui o reconhecimento de feições planares as quais foram registradas por meio das coordenadas (x, y, z) de três pontos que compõem o plano. A cada plano atribuiu-se um nome de registro (acompanhado de um número índice), em função da posição de sua bancada de origem e orientação espacial, para fins cadastrais. Os elementos (coordenadas x, y, z) levantados nesta etapa são apresentados no Apêndice deste relatório.

Cada um dos planos identificados, representados a partir das coordenadas referenciadas de três de seus pontos, foi submetido a um cálculo para determinação de sua orientação espacial (atitudes dos planos). Embora aparentemente este cálculo pareça simples, envolve conhecimentos aprofundados de geometria analítica, correlacionando os cossenos diretores dos vetores que compõe os elementos geométricos e, conseqüentemente, a álgebra associada ao processo é computacionalmente trabalhosa, do ponto de vista de implementação. Este fato decorre das diversas possibilidades de sinais (e, por conseguinte diedros) que a solução por meio de cossenos diretores pode levar.

Desta forma, foi desenvolvida uma planilha no programa Microsoft Excel® (MICROSOFT, 2007), para promoção deste cálculo, cujo algoritmo é apresentado no Apêndice 3. Paralelamente, os resultados foram lançados no programa Rockworks 14 (ROCKWARE, 2008), o qual possui uma rotina para promoção automática deste cálculo. Os resultados foram comparados e os métodos mostraram-se equivalentes. Tais dados (x, y e z dos planos) e resultados (atitudes dos planos) são apresentados no Apêndice desta tese.

Os dados estruturais obtidos foram submetidos a uma análise de consistência por meio de histogramas. Esta abordagem permitiu identificar eventuais erros, especialmente erros de transcrição, uma vez que o processo de obtenção das coordenadas (x, y e z) e transcrição para o programa (ou planilha) de cálculo das atitudes se dá de forma manual. Paralelamente, a utilização de histogramas permite avaliar a acuidade (desvio padrão) das medidas obtidas.



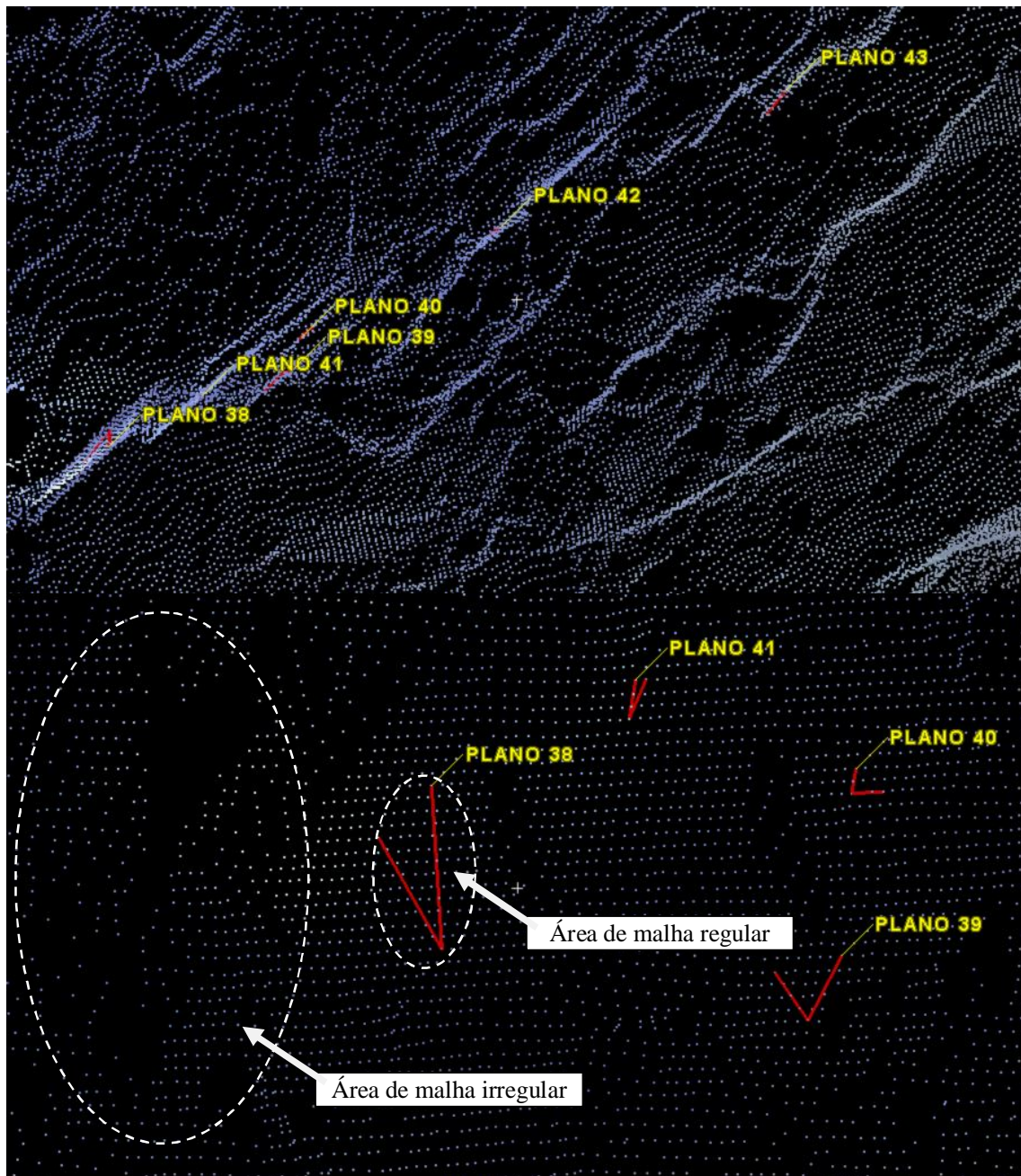


FIGURA 6 – DETALHE DO RECONHECIMENTO PLANOS 38 A 41

De posse das atitudes dos planos, estes foram agrupados em famílias, visando definir padrões estruturais da área. Estas medidas permitem definir, após a análise geotécnica por meio de diagramas estruturais, quais faces da mina estão sujeitas à remoção (escorregamento) de blocos, quais as formas e volumes destes blocos, permitindo-se tomar medidas preventivas ou mitigadoras à questão.

### 3.3.2. Aplicação do Método a um Estudo de Caso

Em sendo válida a hipótese inicial do trabalho, isto é, de que é possível empregar o escâner a laser para o levantamento de dados geológico-estruturais para fins de análise de estabilidade de taludes, cumpre a esta etapa da pesquisa a aplicação do método a um Estudo de Caso. Optou-se por utilizar a mesma área de estudo da etapa inicial do trabalho, a mina de Saivá, para aplicação do método. Assim, foram realizados em 11 de maio de 2010 levantamentos de campo complementares, junto à face oeste da mina, com vistas à formação de um banco de informações que permite analisar a estabilidade dos taludes da mina e a removibilidade de blocos. Todavia, os dados obtidos na campanha inicial, junto à face leste da mina, não foram descartados, tendo sido utilizados em complementariedade aos da segunda campanha.

Foi realizada ainda uma terceira ida a campo, em 28 de julho de 2010, para coleta de amostras, visando à caracterização da resistência mecânica da rocha ante aos ensaios de compressão uniaxial da mesma.

### 3.3.3. Classificação do Maciço Rochoso

Como apresentado na revisão bibliográfica, diversos são os sistemas de classificação geotécnica de maciços rochosos. Para o presente caso, optou-se por conjugar os usos potenciais dos diferentes métodos de classificação de maciços, empregando-se os métodos e aprimoramentos propostos por Barton *et al.* (1974), Wickham *et al.* (1974) e Bieniawski (1974), cujos detalhamentos (parâmetros tabelados e definições) podem ser consultados nas obras originais e seus principais aspectos foram destacados na revisão bibliográfica. A aplicação propriamente dita do método, bem como os parâmetros considerados no estudo de caso da mina Saivá, são oportunamente descritos.

Na classificação do maciço rochoso, como apresentado na revisão bibliográfica, faz-se necessário o cálculo do IQR. Em função da característica da pesquisa, isto é, focada em levantamento de dados estruturais superficiais, com

base em imagens digitais ou levantamentos de campo, em detrimento à análise de amostras ou testemunhos de sondagens, optou-se por utilizar ao invés do IQR original, o IQR teórico (IQR\*) proposto por Priest e Hudson (1976; 1981).

### 3.1.3.1 Método utilizado nos ensaios de compressão uniaxial

As amostras foram coletadas em 28 de julho de 2010. A preparação das amostras e realização dos ensaios de compressão uniaxial aconteceu junto ao Laboratório de Materiais e Estruturas do Instituto de Tecnologia para Desenvolvimento (Lactec). Os ensaios de compressão uniaxial foram realizados segundo o método descrito no Anexo E – Resistência à compressão uniaxial – Método de Ensaio da ABNT NBR 15845/2010. Por se tratar de uma rocha metamórfica bandada, foram moldados pelo menos dez corpos de prova, conforme recomenda a ABNT NBR 15845/2010.

As amostras foram obtidas diretamente nas frentes de lavra da mina, de forma a facilitar seu transporte, em função do peso do bloco e extração de corpos de prova prismáticos, envolvendo de dimensões decacentimétricas. A partir de quatro blocos de amostras distintos, denominados de B1, B2, B3 e B4, foram extraídos corpos de prova cilíndricos de cerca de 7,5 cm de diâmetro por 7,5cm de altura (1:1), por meio de broca rotativa diamantada, com o emprego de água durante o corte. Esta atividade procedeu-se em 10 de agosto de 2010.

Cinco dos corpos de prova foram obtidos em direção perpendicular e seis em direção paralela ao acamamento conforme apresentado na Figura 7. Esta medida visou, além de atender às especificações de norma, obter parâmetros de resistência ortogonais e extremos, possivelmente máximo e mínimo. A nomenclatura dada às amostras atendeu ao seguinte padrão Bi Cj, onde B corresponde à abreviação da palavra Bloco, i refere-se a um índice numérico seqüencial que indica o bloco de onde a amostra foi retirada, C é a posição de extração da amostra, paralela (A) ou perpendicular (E) ao acamamento e j refere-se a um índice numérico seqüencial que singulariza a amostra no bloco.



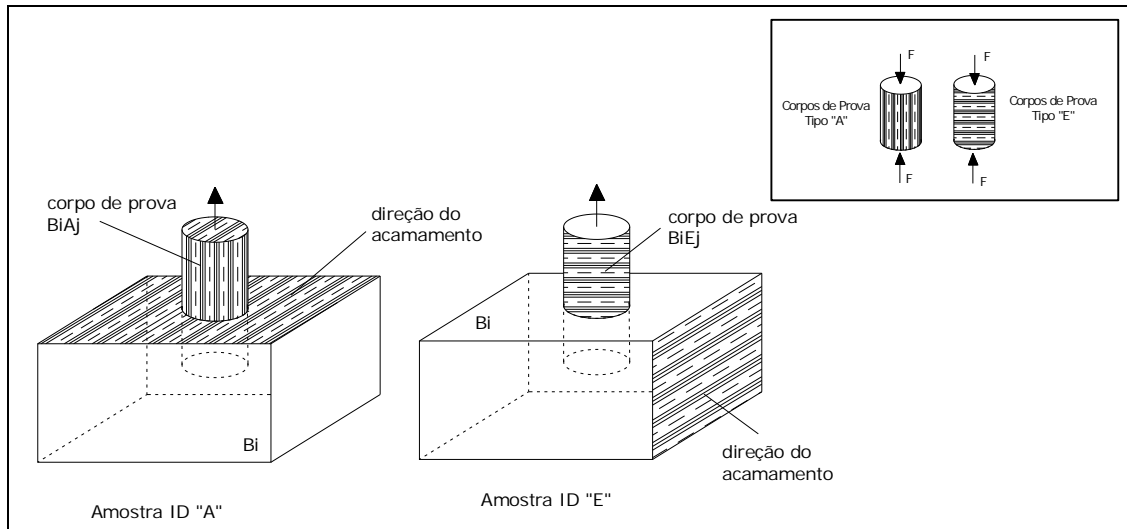


FIGURA 7 – PADRÃO DE IDENTIFICAÇÃO DE AMOSTRAS

Os corpos de prova foram extraídos de blocos em comprimentos superiores aos desejáveis 7 cm, em função das condições de corte definidas pelo tamanho dos blocos e pelo diâmetro da broca extratora. Assim, houve necessidade de corte e retificação dos “testemunhos” para confecção dos corpos de prova, feito por meio de discos diamantados e rebolos. Após a finalização da preparação geométrica dos corpos de prova, estes foram secos por 48 horas em estufa, a 70°C, para posterior realização do ensaio sob condição seca.

Os ensaios de compressão uniaxial foram executados em 12 de agosto de 2010, em uma prensa hidráulica, marca EMIC, de capacidade de carga 200 toneladas, identificação MAQ-013. Os ensaios de compressão aconteceram mediante um incremento de carga de 0,6 MPa/s, inferior portanto aos 0,7 MPa/s recomendado pela ABNT NBR 15845/2010. Todos os corpos de prova tiveram suas dimensões registradas, pelo uso de paquímetro, em planilha específica. Os corpos de prova foram submetidos a esforços de compressão uniaxial até sua ruptura. Durante o carregamento, foram registrados os estalos que supostamente reportam à ruptura parcial da amostra ou de elementos desta. Foram medidos em cada amostra, por meio de transferidor, os ângulos dos planos de ruptura visando à definição do ângulo de atrito interno da rocha.

O cálculo do ângulo de atrito interno da rocha aconteceu segundo a Equação 4, uma vez que as condições de instabilidade dos taludes (por deslizamento, tombamento, etc.) acontecerão sobre planos de ruptura já existentes.

Assim, a aceleração gravitacional não será a responsável pela ruptura da rocha, e sim por seu movimento, podendo-se assumir um intercepto coesivo (c) nulo.

#### 3.3.4. Métodos Empregados na Análise da Estabilidade de Taludes

A estabilidade dos taludes da mina Saivá foi investigada através de uma análise geométrica das estruturas evidenciadas no modelo digital e em campo. Trata-se, portanto, de uma análise de nível I, nos termos especificados por Stead et al. (2006). Foram utilizadas projeções ciclográficas das estruturas e as propriedades geomecânicas do maciço na avaliação de escorregamentos segundo estruturas planares, deslizamentos em cunha, utilizando-se o teste de Markland (1972), e o tombamento de blocos. Em geral, os métodos valem-se da construção de overlays, que são gabaritos sobrepostos às projeções ciclográficas ou polares das estruturas de interesse, construídos a partir da geometria da vertente e ângulo de atrito interno da rocha. A construção dos overlays e projeções aconteceu através do programa AutoCAD.

As atitudes médias das estruturas foram obtidas após o traçado das isocurvas de pólos, quando foram determinadas as principais concentrações de dados, tendo sido expressas pelos centros destas concentrações. A condição básica para aplicação da projeção estereográfica no estudo da estabilidade de taludes em rocha é o reconhecimento de que o ângulo de atrito entre superfícies pode ser representado por um pequeno círculo na projeção. De acordo com a definição de ângulo de atrito ou de fricção ( $\phi$ ), um bloco permanecerá em repouso em uma superfície planar se a resultante de todas as forças atuantes no bloco afastar-se da normal à superfície com um ângulo menor do que  $\phi$  (FIORI e CARMIGNANI, 2009).

## 4. ANÁLISE DOS RESULTADOS E DISCUSSÃO

### 4.1. APLICABILIDADE DO ESCÂNER A LASER

#### 4.1.1. Resultados da primeira campanha

A primeira etapa da pesquisa consistiu na validação do emprego do escâner a laser para fins geotécnicos. Assim, foram procedidos ensaios de campo expeditos, segundo o método anteriormente exposto cujos resultados são apresentados. O primeiro resultado consiste na nuvem de pontos obtida pelo imageamento de uma bancada através do escâner a laser. Esta nuvem, como pode ser observado na Tabela 2, é composta por mais de dez milhões de pontos referenciados.

TABELA 2– QUANTIDADE DE PONTOS REFERENCIADOS QUE COMPÕEM A NUVEM

ETAPA DE ESCANERIZAÇÃO	NÚMERO DE PONTOS
Scan 1 (2225 x 7 pontos)	15.575
Scan 2 (872 x 921 pontos)	803.112
Scan 3 (922 x 682 pontos)	628.804
Scan 4 (949 x 679 pontos)	644.371
Scan 5 (902 x 630 pontos)	568.260
Scan 6 (893 x 624 pontos)	557.232
Scan 7 (905 x 990 pontos)	895.950
Scan 8 (917 x 1003 pontos)	919.751
Scan 9 (916 x 1108 pontos)	1.014.928
Scan 10 (728 x 524 pontos)	381.472
Scan 11 (846 x 510 pontos)	431.460
Scan 12 (821 x 495 pontos)	406.395
Scan 13 (805 x 467 pontos)	375.935
Scan 14 (792 x 446 pontos)	353.232
Scan 15 (799 x 454 pontos)	362.746
Scan 16 (813 x 438 pontos)	356.094
Scan 17 (852 x 427 pontos)	363.804
Scan 18 (860 x 416 pontos)	357.760
Scan 19 (838 x 405 pontos)	339.390
Scan 20 (899 x 529 pontos)	475.571
Scan 21 (1038 x 97 pontos)	100.686
<b>TOTAL</b>	<b>10.352.528</b>

Inerente à tecnologia empregada, cada um destes pontos (*pixels*) que compõem a nuvem tem a si associados, além de suas coordenadas (x, y e z ou N, E, El) no sistema, características como intensidade de reflexão do laser e cor, pela superposição da fotografia à imagem, possibilitando a geração de diferentes imagens, tais como as apresentadas nas Figuras 8 (B) e 8 (C) e 10.

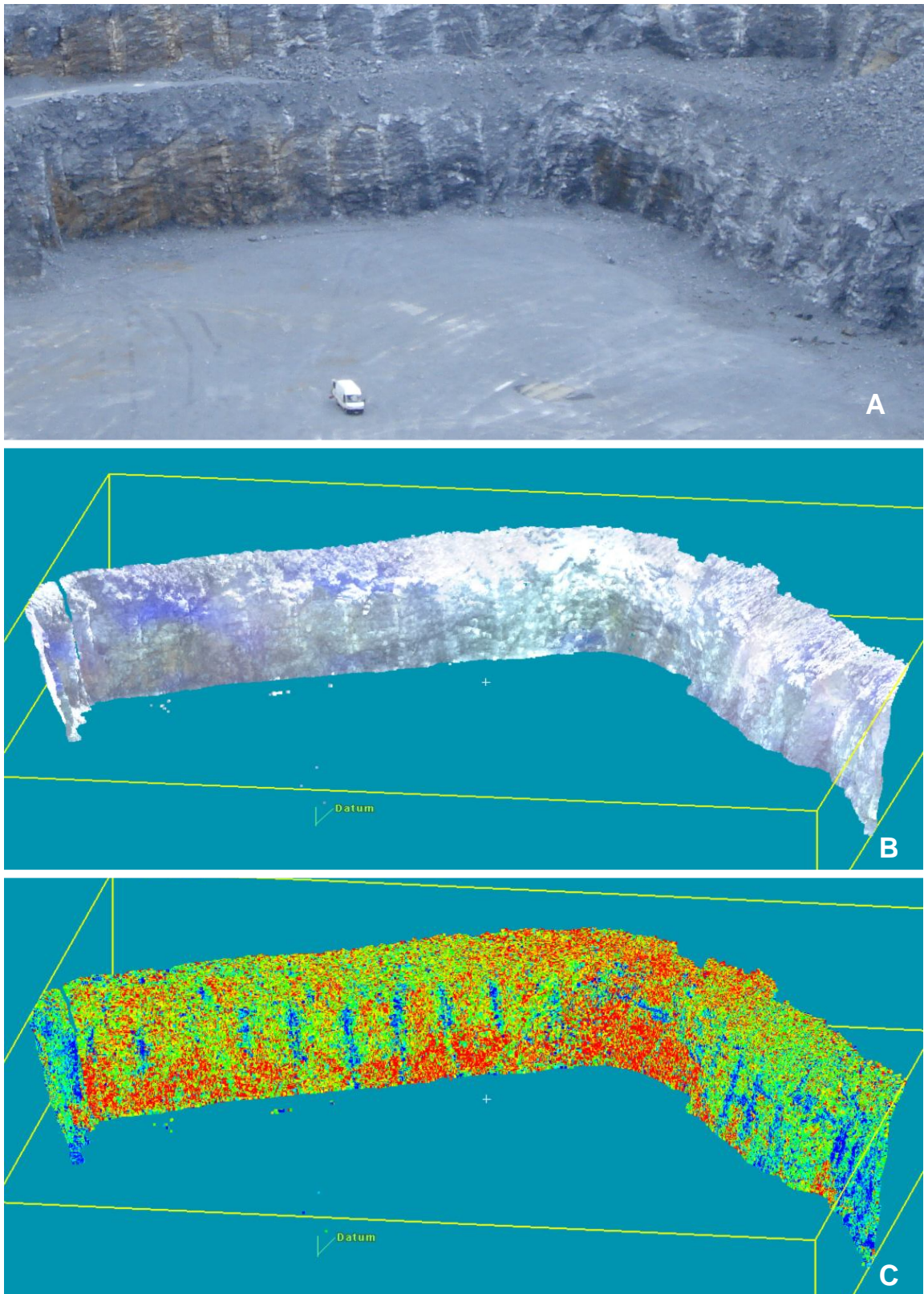


FIGURA 8 – (A) FOTOGRAFIA DA ÁREA IMAGEADA (B) PERSPECTIVA DA NUVEM DE PONTOS, COM APARÊNCIA DE FOTOGRAFIA (C) PERSPECTIVA DA NUVEM DE PONTOS, COM APARÊNCIA DE INTENSIDADE DE RETORNO DO LASER MULTI-COR

Com base nesta nuvem de pontos referenciada, foi dado início à etapa seguinte do trabalho que consistiu na triagem dos dados obtidos, a fim de eliminar os pontos da imagem que não compunham propriamente a bancada objeto de análise. São apresentadas nas Figuras 9 e 10, situações antes e pós-processamento desta atividade de “limpeza” da imagem. Esta atividade permitiu agilizar os trabalhos computacionais (processamentos) com a nuvem de pontos, pela diminuição da quantidade de dados, restringindo-os a dados úteis.

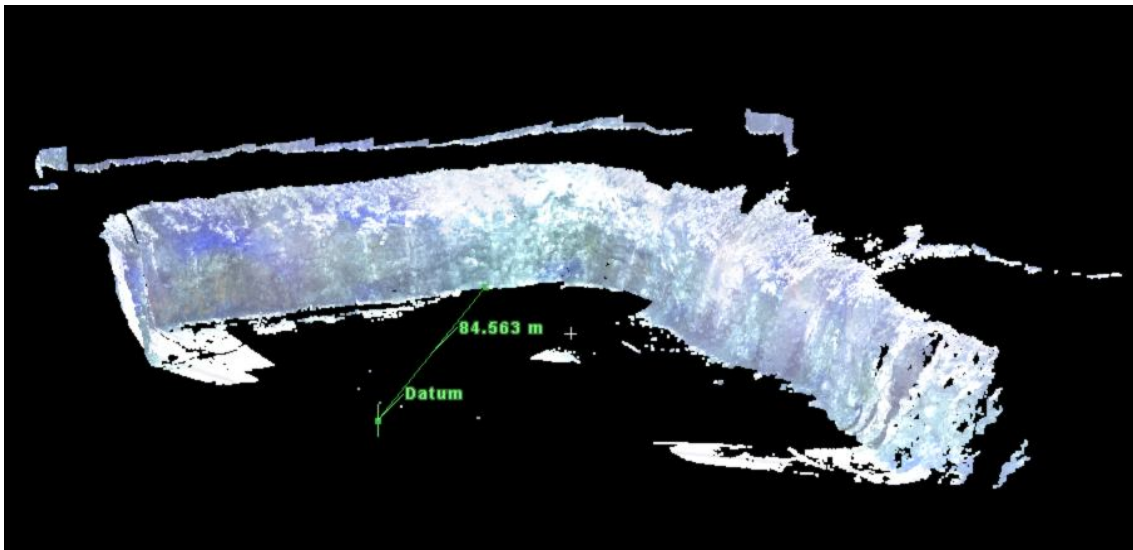


FIGURA 9 – VISTA GERAL DA NUVEM DE PONTOS PRÉ-PROCESSAMENTO DOS DADOS

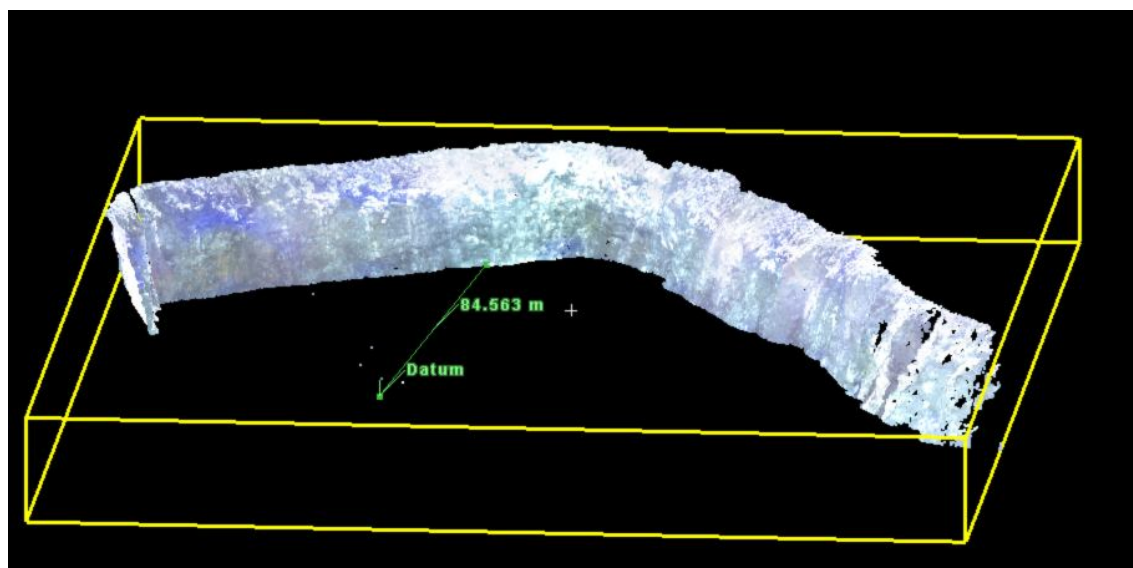


FIGURA 10 – VISTA GERAL DA NUVEM DE PONTOS PÓS-PROCESSAMENTO DOS DADOS

A partir dos 112 planos reconhecidos na imagem, apresentados no Apêndice, foram identificados seis grupos de planos, posteriormente agrupados em famílias de juntas, que resultaram na descrição apresentada na Tabela 3. Os detalhes desta forma de investigação são apresentados na Figura 11. Cumpre salientar que as marcações das estruturas se deram em duas frentes de lavra diferentes, na porção leste e na porção norte da área imageada leste da jazida, de forma a aproveitar ao máximo os dados obtidos na campanha preliminar para identificação das estruturas mais marcantes no maciço. O fato de estas duas faces serem ortogonais facilita a visualização de famílias de descontinuidades não facilmente identificadas nesta ou naquela face.

A Tabela 3 mostra estruturas médias que representam os grupos, bem como as respectivas variações (desvio padrão), e número de amostras (planos) consideradas em cada grupo (N).

TABELA 3 – PLANOS IDENTIFICADOS

GRUPO	ATITUDE	DIREÇÃO	MERGULHO	N
GRUPO 1	N66E/78SE	66 ± 2,8	78 ± 2,9	30
GRUPO 2	N18W/68NE	342 ± 4,8	68 ± 6,6	14
GRUPO 3	N30E/70SE	30 ± 3,9	70 ± 7,6	3
GRUPO 10	N61E/70SE	61 ± 2,1	70 ± 1,2	31
GRUPO 11	N56E/64SE	56 ± 5,5	64 ± 6,4	29
GRUPO 12	N89W/45NE	271 ± 9,5	45 ± 2,2	5
<b>TOTAL</b>				<b>112</b>

Os resultados apresentados na Tabela 3 revelam uma boa precisão nas medidas obtidas, propiciada pela boa resolução da imagem, de modo que os desvios padrão calculados revelam-se similares aos obtidos por meio dos métodos convencionais em geologia. Desta forma, confirmam-se os resultados obtidos por Sturzenegger e Stead (2009), como apresentado na revisão bibliográfica, ratificando-se que resoluções da malha de escanerização da ordem de 2x2cm são suficientes para a análise.



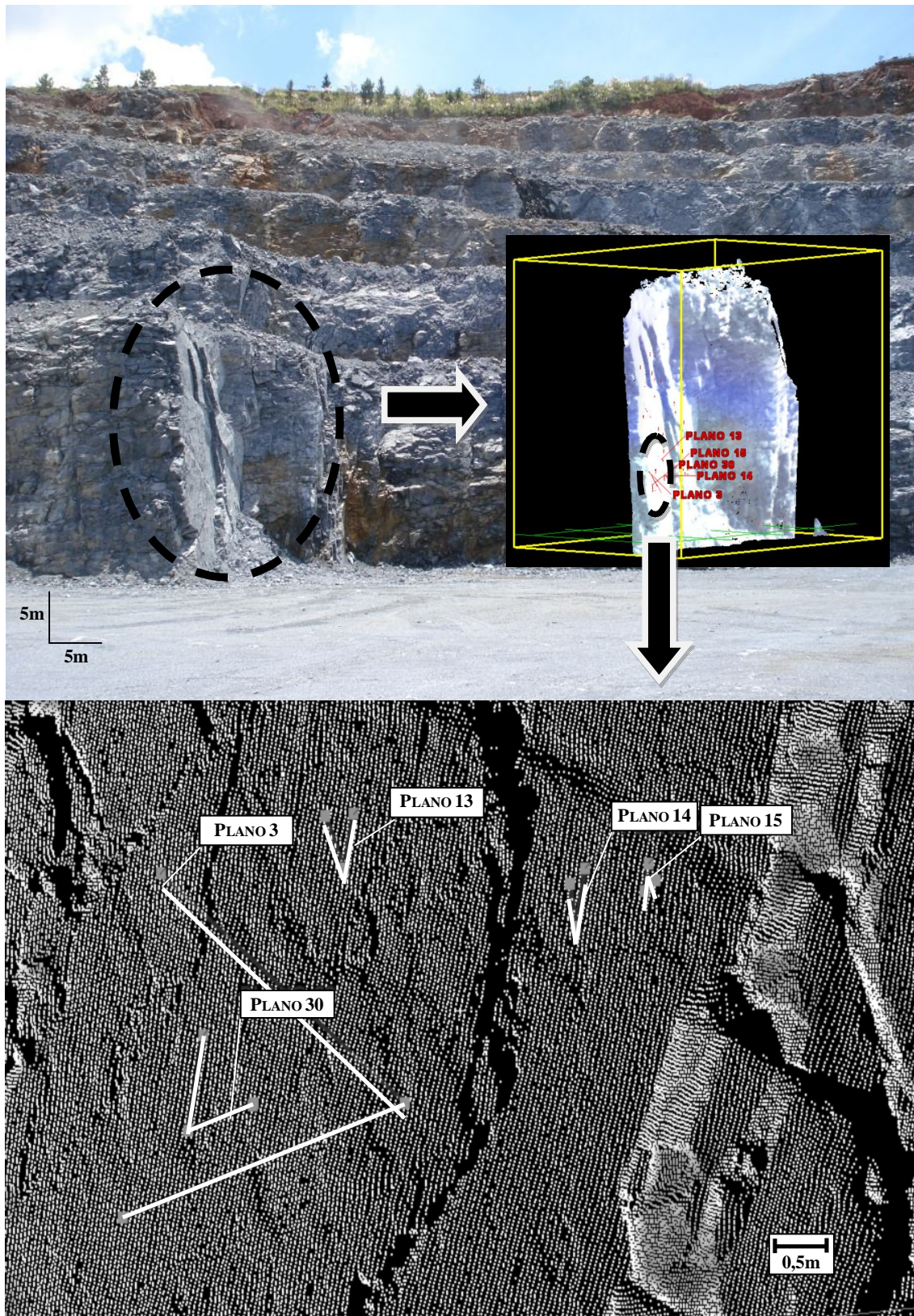


FIGURA 11 – PLANO DE FRATURA COM INVESTIGAÇÃO DE DETALHE

Os dados estruturais obtidos foram submetidos a uma análise de consistência por meio de histogramas, como por exemplo o apresentado na Figura 12. Esta abordagem permitiu identificar eventuais erros, especialmente erros de transcrição, uma vez que o processo de obtenção das coordenadas (x, y e z) e transcrição para o programa de cálculo das atitudes se dá de forma manual. Paralelamente, a utilização de histogramas permite avaliar o desvio padrão das medidas obtidas.

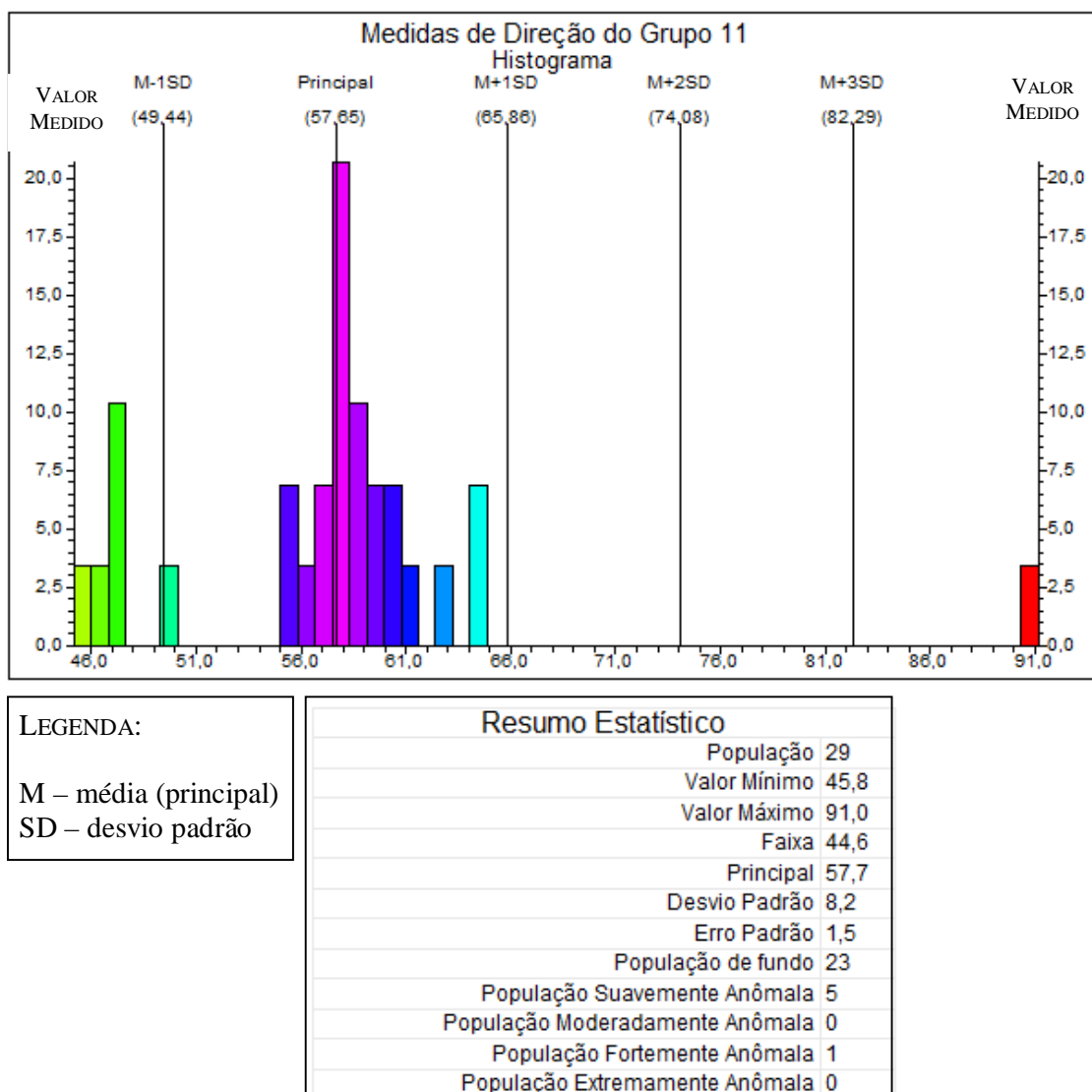


FIGURA 12 – HISTOGRAMA DAS MEDIDAS DE DIREÇÃO DO GRUPO 11



Na Figura 12 nota-se que a coluna assinalada em vermelho corresponde a uma medida (ou a um conjunto de medidas) anômala, pois distância bastante (mais que três vezes o desvio padrão) da média (principal). Uma análise posterior à elaboração do referido histograma sobre os dados (tríade de coordenadas x, y e z) que deram origem à direção da estrutura em questão, revelou que se tratava de um erro grosseiro (de transcrição/digitação) de uma das coordenadas do plano em questão. As anotações foram consultadas e os erros corrigidos. Este procedimento foi executado para todos os grupos de medidas.

Outro aspecto a se considerar é a rugosidade dos planos, quanto mais rugoso o plano, piores são os resultados. Esta questão pode ser minimizada empregando-se o maior distanciamento entre os pontos de identificação do plano. Superfícies de ruptura curvas também dificultam a aplicação da técnica.

No que concerne ao distanciamento entre os pontos que definem os planos de ruptura, pôde-se concluir que quanto maior o espaçamento entre os pontos, menos variável e mais precisa são as medidas. Em geral, quanto mais distantes os pontos, mais representativas se revelam as medidas. Assim, é recomendada a tomada de pontos, visualmente co-planares, o mais distantes possível para definição da atitude dos planos de ruptura, embora nem sempre faces extensas estejam presentes. Contudo, esta alternativa apresenta limitações físicas, uma vez que os planos de ruptura são limitados. No caso de superfícies de ruptura irregulares ou curvilíneas, grandes variações nas atitudes são esperadas, inerentes à natureza destas estruturas.

#### 4.1.2. Resultados da segunda campanha

A segunda etapa de campo destinou-se a coletar nova nuvem de pontos, desta vez em outra porção da mina (oeste), com vistas a uma melhor distribuição espacial das estruturas geológicas imageadas. Esta nuvem de pontos foi composta por sete etapas de escanerização (*scans*) e abrangeu duas bancadas completas e quase quatro milhões de pontos referenciados, como pode ser observado na Tabela 4.

TABELA 4 – QUANTIDADE DE PONTOS REFERENCIADOS QUE COMPÕEM A NUVEM

ETAPA DE ESCANERIZAÇÃO	NÚMERO DE PONTOS
Scan 1 (746 x 13 points)	9698
Scan 2 (745 x 675 points)	502.875
Scan 3 (745 x 835 points)	622.075
Scan 4 (776 x 682 points)	529.232
Scan 5 (760 x 891 points)	677.160
Scan 6 (748 x 1041 points)	778.668
Scan 7 (753 x 981 points)	738.693
<b>TOTAL</b>	<b>3.858.401</b>

Nesta campanha foram empregadas as mesmas especificações técnicas na escanerização da primeira campanha, onde uma malha de aquisição de dados quadrada de 2 x 2cm e contraste igual a 8mms foram adotados. Destaca-se que para esta etapa foi resolvida a questão da autonomia do equipamento, outrora um fator limitante, pela aquisição de novas baterias e utilização de energia elétrica por meio de tomadas/transformadores instalados no veículo utilizado. Porém, a duração do levantamento nesta campanha ficou limitada pelo fator meteorológico, uma vez que a escanerização se deu em um dia chuvoso, no intervalo inter-chuvas.

A nuvem de pontos obtida na segunda campanha pode ser observada na Figura 13. Note-se que a posição do escâner em campo coincide com a posição da origem dos eixos coordenados. As porções em preto da imagem correspondem a áreas onde não há registro de informações (falhas). A faixa vertical mais escura corresponde a um dique de diabásio que corta a jazida.

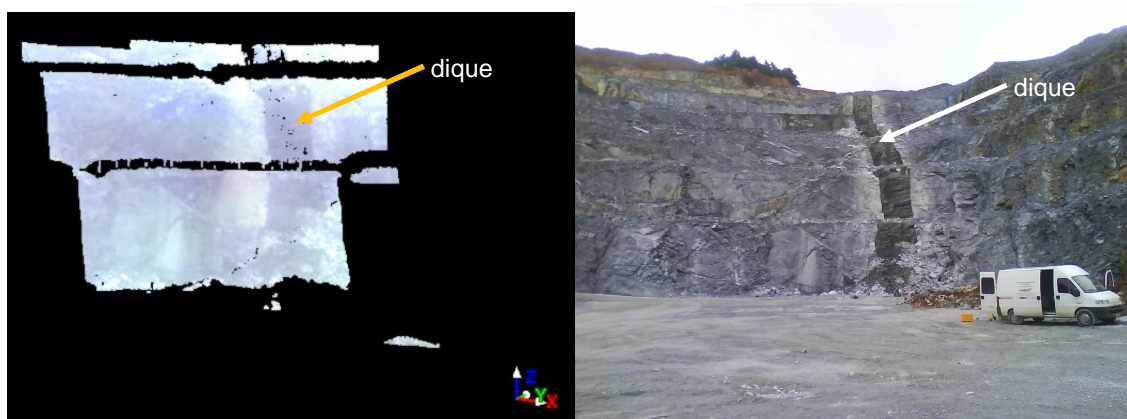


FIGURA 13 – NUVEM DE PONTOS OBTIDA NA SEGUNDA CAMPANHA

Os procedimentos adotados no pós-tratamento dos dados, identificação de estruturas, utilização de histogramas para rastreamento de erros de transcrição,

geração de diagramas e levantamentos complementares executados na primeira campanha, foram conduzidos de maneira análoga na segunda campanha. Enquanto os trabalhos da primeira campanha duraram cerca de 20 meses, no garimpo de programas de computador, técnicas e métodos de análise de dados e seu processamento, o mesmo trabalho, conduzido na segunda campanha, foi reduzido a cerca de 3 meses.

Por exemplo, na segunda campanha foram medidos em campo e conferidos no modelo digital planos orientados na face oeste a N76E/33W, N52E/88SE, N40W/88NE, N58E/20SE, N88E/65NW, N50E/42NW. As discrepâncias entre as atitudes de estruturas medidas em campo e as obtidas junto ao modelo digital mostraram-se ínfimas, isto é, de no máximo 3° para mais ou para menos, quer na direção quer no mergulho. Atribui-se esta diferença à escolha melhor ou pior dos pontos sobre o plano analisado utilizados no cálculo de sua atitude.

#### 4.2. ESTRUTURAS GEOLÓGICAS RECONHECIDAS EM MEIO DIGITAL

Identificadas e medidas as estruturas no modelo digital, pode-se inferir um padrão estrutural da área imageada. Nesta fase do estudo foram utilizados, além dos grupos de planos apresentados no Quadro 14, novos planos identificados na face oeste da mina. Foram registrados 112 planos na face leste e 76 planos na face oeste da mina, totalizando 188 planos, compostos por três pontos referenciados (564 coordenadas). As atitudes médias dos planos identificados no estudo são apresentadas no Quadro 14. Não foram buscadas estruturas planares no dique de diabásio da imagem (DEM), o qual foi excluído da análise.

<b>GRUPO</b>	<b>N</b>	<b>ORIENTAÇÃO</b>
GRUPO A	30	N66E/78SE
GRUPO B	14	N18W/68SW
GRUPO C	3	N30E/70SE
GRUPO D	29	N60E/70SE
GRUPO E	30	N56E/64SE
GRUPO F	5	N85W/44SW
GRUPO G	4	N13W/38SW
GRUPO H	19	N21E/82NW
		N36E/85SE
GRUPO I	16	N31E/81NW
		N42E/87SE
GRUPO J	8	N3W/64SW
		N30E/84SE
GRUPO K	8	N52E/52NW
		N50E/87SW
GRUPO L	3	N83E/51NW
GRUPO M	3	N29W/66SW
GRUPO N	6	N47E/76SE
GRUPO O	4	N41E/63NW
		N30E/52NW
GRUPO P	4	N79E/65NW

QUADRO 14 – GRUPOS DE PLANOS UTILIZADOS NO ESTUDO, SUA QUANTIDADE (N) E MEDIDA ESTRUTURAL REPRESENTATIVA (MÉDIA)

Tais planos foram lançados, através da utilização do programa Rockworks 14, nos diagrama de Schmidt-Lambert, visando uma melhor visualização das estruturas. Nota-se, pela análise da Figura 14, que as estruturas identificadas em meio digital apresentam uma orientação predominantemente NE, com mergulhos que variam de médios a altos ângulos para SE.

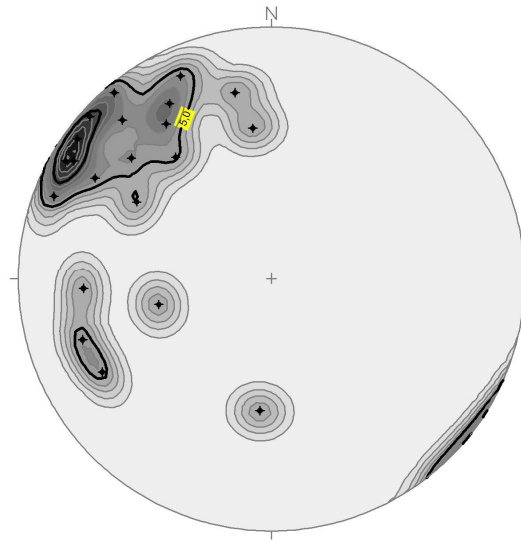


FIGURA 14 – DIAGRAMAS ESTRUTURAIS PARA TODAS AS 188 MEDIDAS ESTRUTURAIS LEVANTADAS

Estes resultados, desconsiderando-se seu agrupamento estatístico, mostram-se compatíveis com os registrados por Figueira (1999) e pelos levantamentos atuais dos técnicos da mina, apresentados na Tabela 1. Pode-se inferir, a partir dos levantamentos em meio digital que existe no modelo digital cinco grupos (famílias) principais de estruturas, orientados segundo as atitudes: N60E/75SE, N15W/60SW, N30E/75SE, EW/65SW e N40E/63NW. O padrão geral das estruturas visualizadas na Figura 14 é compatível com os levantamentos efetuados por Fiori (1993) e Figueira (1999). Estas famílias de estruturas serão empregadas na análise da estabilidade de taludes e removibilidade de blocos.

#### 4.3. CLASSIFICAÇÃO DO MACIÇO ROCHOSO

A classificação do maciço rochoso presente na mina de Saivá procedeu-se de acordo com o método apresentado no capítulo 3. São apresentados os cálculos e/ou referências bibliográficas para definição de cada um dos parâmetros empregados na classificação.

#### 4.3.1. Cálculo do IQR Teórico

De acordo com o método proposto, foi calculado o Índice de Qualidade de Rocha (IQR) segundo o critério de Priest e Hudson (1976; 1981), tendo-se obtido o IQR teórico (IQR\*) segundo a Equação 2. No cálculo do IQR\*, foi atribuído a  $t$ , valor limiar arbitrário, o valor de 0,1m. Justifica tal utilização a possibilidade de futuras comparações do índice calculado com o IQR convencional, segundo o método de Deere *et al.* (1967).

À  $\lambda$  foi atribuído o valor correspondente ao número médio de descontinuidades identificadas na imagem por metro (na linha de varredura). O valor de  $\lambda$  foi calculado em função dos levantamentos promovidos ao longo de linhas de varredura, contando-se o número de descontinuidades identificadas ao longo desta. A Figura 15 apresenta um exemplo deste procedimento, mostrando-se a linha de varredura denominada AB, de 38,751m e as descontinuidades identificadas ao longo desta. Ressalta-se que as indicações D1, D2, D3, etc. são apenas linhas de chamada para os planos identificados ao longo da linha de varredura e, desta forma, a visualização e mensuração em figura plana fica prejudicada.

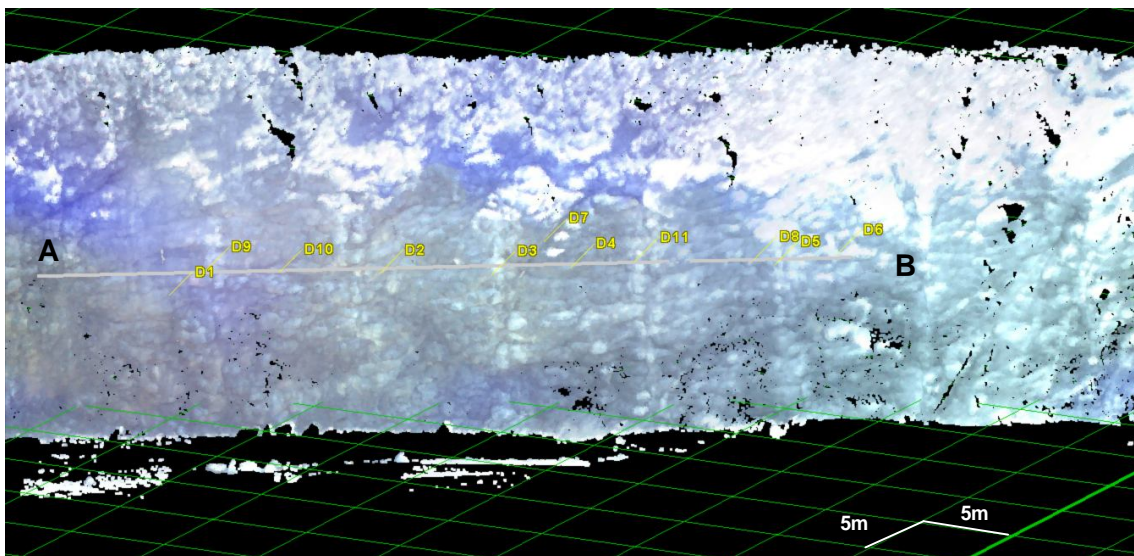


FIGURA 15 – LINHA DE VARREDURA AB JUNTO À FACE NW-SE

Os resultados obtidos para a determinação do parâmetro  $\lambda$  são apresentados na Tabela 5.

TABELA 5 – PARÂMETRO  $\lambda$  CALCULADO PARA AS DIFERENTES FACES

FACE DA MINA	LINHA DE VARREDURA	COMPRIMENTO DA LINHA (m)	NÚMERO DE DESCONTINUIDADES IDENTIFICADO	$\lambda$ CALCULADO
E	AB (NW-SE)	38,751	10	0,258
	CD (NE-SW)	62,103	31	0,499
W	EF (SW-NE)	28,012	8	0,286
	GH (SW-NE)	52,041	15	0,288
<b>MÉDIA</b>				<b>0,333</b>

Assim, aplicando-se à Equação 2, os valores de  $\lambda = 0,333$  e  $t = 0,1\text{m}$ , chega-se a um  $\text{IQR}_t^*$  de 99,95%. Isto quer dizer que, para a situação analisada, 99,95% da linha de varredura contém comprimentos intactos maiores que 0,1m. Simulando-se o valor de  $\text{IQR}_t^*$  para  $t = 1,0\text{m}$ ,  $t = 3,0\text{m}$  e  $t = 10,0\text{m}$ , chega-se a valores de 95,55%, 73,61% e 15,50%, respectivamente, o que revela grandes porções de rocha intacta ao longo da linha de varredura. Atribui-se a ampla variação (34%) dos valores de  $\lambda$  ao fato de se tratarem de linhas de varredura tomadas em direções ortogonais entre si e, assim, os cálculos consideraram diferentes famílias de estruturas.

#### 4.3.2. Espaçamento das Juntas

Da mesma forma, foram determinados os espaçamentos médios entre as descontinuidades cujos resultados são apresentados nas Tabelas 6 a 9. As numerações atribuídas aos trechos interdescontinuidades (nomenclatura = D1, D2, etc.) observaram o critério de ordem de identificação junto à linha de varredura e, não necessariamente, configuram uma seqüência ao longo desta linha.

TABELA 6 – CÁLCULO DO ESPAÇAMENTO MÉDIO INTERDESCONTINUIDADES PARA A LINHA DE VARREDURA AB

TRECHO INTERDESCONTINUIDADES		DISTÂNCIA (m)
D1	D9	1,896
D9	D10	3,634
D10	D2	8,934
D2	D3	5,650
D3	D7	0,860
D7	D4	2,564
D4	D11	2,364
D11	D8	5,842
D8	D5	0,542
D5	D6	3,048
<b>MÉDIA</b>		<b>3,533</b>
<b>DESVIO PADRÃO</b>		<b>2,589</b>

TABELA 7 – CÁLCULO DO ESPAÇAMENTO MÉDIO INTERDESCONTINUIDADES PARA A LINHA DE VARREDURA CD

TRECHO INTERDESCONTINUIDADES		DISTÂNCIA (m)
1	2	0,914
2	3	0,184
3	4	1,956
4	5	1,142
5	6	0,657
6	7	4,290
7	8	1,777
8	9	0,680
9	10	0,139
10	11	0,268
11	12	12,372
12	13	4,169
13	14	1,308
14	15	9,896
15	16	0,654
16	17	0,826
17	18	0,721
18	19	1,952
19	20	1,480
20	21	0,244
21	22	0,793
22	23	1,220
23	24	0,488
24	25	0,233
25	26	0,288
26	27	2,212
27	28	0,682
28	29	1,549
29	30	2,030
30	31	4,838
<b>MÉDIA</b>		<b>1,999</b>
<b>DESVIO PADRÃO</b>		<b>2,781</b>

TABELA 8 – CÁLCULO DO ESPAÇAMENTO MÉDIO INTERDESCONTINUIDADES PARA A LINHA DE VARREDURA EF

TRECHO INTERDESCONTINUIDADES		DISTÂNCIA (m)
1	2	1,131
2	3	0,703
3	4	0,496
4	5	9,442
5	6	4,406
6	7	4,529
7	8	0,881
8	9	6,424
<b>MÉDIA</b>		<b>3,502</b>
<b>DESVIO PADRÃO</b>		<b>3,275</b>



TABELA 9 – CÁLCULO DO ESPAÇAMENTO MÉDIO INTERDESCONTINUIDADES PARA A LINHA DE VARREDURA GH

TRECHO INTERDESCONTINUIDADES		DISTÂNCIA (m)
1	2	0,881
2	3	4,658
3	4	0,443
4	5	1,401
5	6	3,073
6	7	6,007
7	8	1,250
8	9	1,819
9	10	3,308
10	11	6,559
11	12	3,088
12	13	7,011
13	14	8,265
14	15	0,919
15	16	3,359
<b>MÉDIA</b>		<b>3,469</b>
<b>DESVIO PADRÃO</b>		<b>2,501</b>

Dos resultados obtidos nas Tabelas 6 a 9 pode-se depreender que o maciço apresenta espaçamento médio interdescontinuidades bastante irregular, cujo valor médio é 2,78m e cuja amplitude de medições é de 14cm a 12m, com um desvio padrão de 2,79m. Por exemplo, para a linha de varredura CD, nota-se que 50% (15 valores) das medidas são inferiores a 1,0m, 26% (8 valores) situam-se entre 1 a 2m, 6,6% entre 2 e 3m, 0% entre 3 a 4m, 10% entre 4 e 5m, 3,3% entre 9 e 10m e 3,3% entre 12 e 13m.

Em relação à condição das juntas, nos termos da classificação de Bieniawski (1974), considerou-se a partir da avaliação em campo que a mina Saivá apresenta superfícies pouco rugosas, abertura menor que 1mm e paredes duras.

#### 4.3.3. Resistência da Rocha Intacta

Os ensaios de compressão uniaxial objetivaram determinar a resistência à ruptura em compressão uniaxial da rocha. Os resultados obtidos são apresentados na Tabela 9, onde constam as identificações das amostras (ID), as áreas das seções transversais ( $A_S$ ), o valor da força que motivou a ruptura da cada corpo de prova (F),

o correspondente valor da tensão de ruptura ( $\sigma_c$ ) e seu valor médio ( $\sigma_m$ ) e os ângulos das superfícies de ruptura com o plano horizontal ( $\theta$ ) e suas médias ( $\theta_m$ ).

TABELA 9 – RESULTADOS DOS ENSAIOS DE COMPRESSÃO UNIAXIAL SEGUNDO A ABNT NBR 15845/2010

ID	A <sub>s</sub> (mm <sup>2</sup> )	F (N)	$\sigma_c$ (MPa)	$\sigma_m$ (MPa)	$\theta$ (°)	$\theta_m$ (°)
B1A1	4417,88	436286	98,8		72	
B2A1	4417,88	347983	78,8		89	
B2A2	4417,88	271607	61,5	92,3	85	83
B2A3	4417,88	332708	75,3		86	
B3A1	4417,88	538609	121,9		90	
B4A1	4417,88	518522	117,4		74	
B1E1	4417,88	445284	100,8		80	
B2E1	4417,88	258633	58,5		51	
B2E2	4417,88	408875	92,6	101,6	55	68
B3E1	4417,88	623146	141,0		70	
B4E1	4417,88	507.222	114,8		85	

Os resultados obtidos nos ensaios mostram que os valores de resistência à ruptura apresentam dispersões pouco significativas e muito boas características (da ordem de 101,6 MPa na direção perpendicular ao acamamento e 92,3 MPa na direção paralela ao acamamento). Tais resultados mostram-se compatíveis com os reportados por Sossai (2006).

No que concerne aos estalos anotados durante os ensaios, depreende-se que estes podem trazer bons indícios do comportamento mecânico da rocha. A quantidade de estalos foi mais significativa quando a compressão aconteceu na direção perpendicular ao acamamento principal, média de 4,2 contra 2,3 estalos por amostra para a direção paralela ao acamamento. Isto pode indicar a ruptura segundo determinados tipos de estruturas ou minerais (preponderantes em cada condição).

Por exemplo, o ocorrido com a amostra B4E1, onde os estalos apresentaram uma forte correlação com as cargas normais aplicadas, de 98,2%, como pode ser observado na Figura 16.

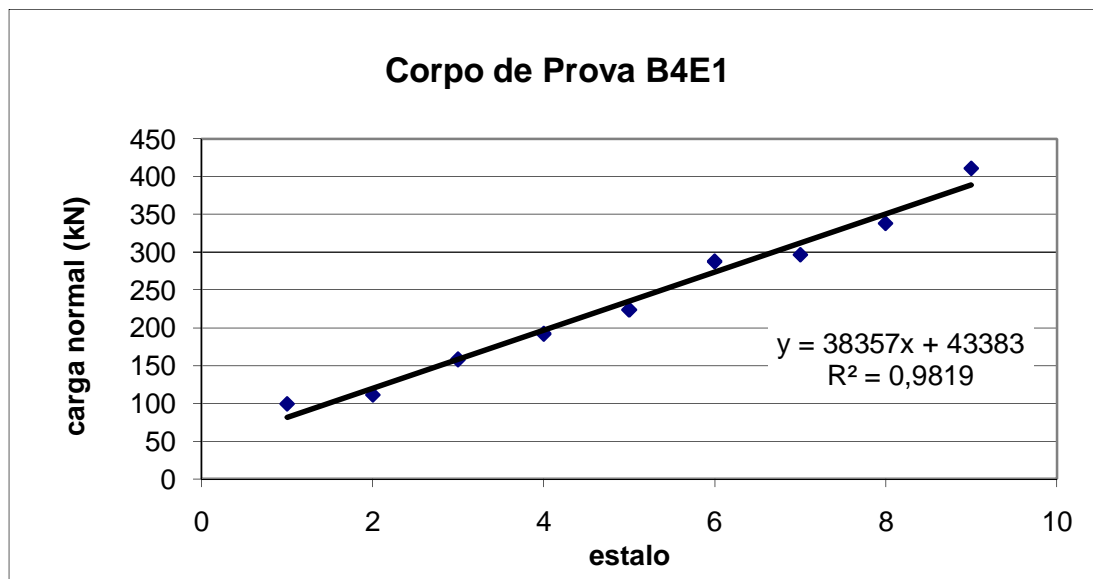


FIGURA 16 – CORRELAÇÃO ENTRE A OCORRÊNCIA DOS ESTALOS E A CARGA NORMAL APLICADA NO CORPO DE PROVA B4E1

No que toca à orientação dos planos de ruptura, nota-se que em geral os corpos de prova submetidos à compressão uniaxial em direção paralela ao acamamento, isto é, corpos de prova tipo “A”, tiveram seus planos de ruptura orientados segundo os próprios planos de acamamento (direção vertical, coincidente com o eixo principal de compressão  $\sigma_1$ ), conforme exemplifica a Figura 17a. Já as amostras submetidas à compressão em direção perpendicular ao acamamento, romperam segundo planos inclinados em relação ao eixo de solicitação (carga), conforme ilustra a Figura 17b.



FIGURA 17 – DETALHE DOS CORPOS DE PROVA ROMPIDOS: (A) B1A1 – PLANO DE RUPTURA PARALELO AO ACAMAMENTO (B) B2E1 - PLANO DE RUPTURA PERPENDICULAR AO ACAMAMENTO

Pode-se afirmar que os planos de ruptura das amostras tipo “A” aconteceram em direção coincidente com os acamamentos (alto ângulo = 80 a 90°), em geral, simultaneamente em vários planos paralelos. A superfície destes planos caracterizou-se por superfícies planas, polidas, em direção coincidente com o eixo de compressão axial. Nota-se que, mesmo quando os corpos de prova possuíam pequenas falhas, preenchidas provavelmente por calcita, estas não se mostraram como planos de fraqueza para imposição do plano de ruptura principal. Nestes casos, pode-se observar que os planos de ruptura cruzaram os veios de calcita, como mostrado na Figura 18.

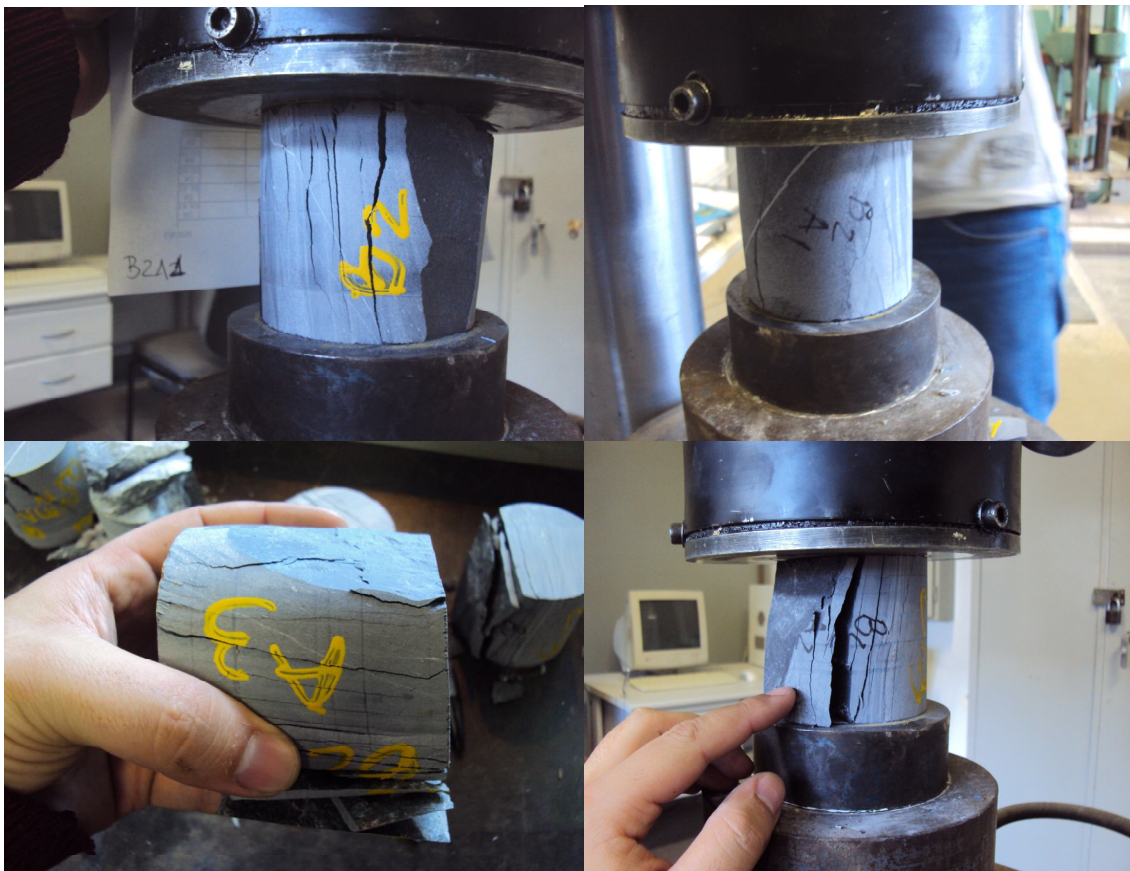


FIGURA 18 – DETALHE NAS AMOSTRAS B2A1, B2A2 E B2A3 DOS PLANOS DE RUPTURA CRUZANDO VEIOS PREENCHIDOS POR CALCITA

No caso das amostras tipo “E”, por exemplo as amostras B2E1 e B2E2, a mesma situação dos veios preenchidos por calcita, incorreu em resultados semelhantes. Depreende-se, da análise da Figura 19, que os veios preenchidos por calcita não representaram planos de fraqueza da amostra, mesmo quando posicionados em direção sub-paralela ao eixo de compressão.





FIGURA 19 – DETALHE DAS AMOSTRAS B2E1 E B2E2 DOS PLANOS DE RUPTURA CRUZANDO VEIOS PREENCHIDOS POR CALCITA

Quanto às características dos planos de ruptura dos corpos de prova tipo “E”, em oposição aos corpos de prova tipo “A”, os planos de ruptura aconteceram em médio ângulo, variando de  $50$  a  $70^\circ$  com a horizontal, e com superfícies mais rugosas, como pode ser observado na Figura 20.

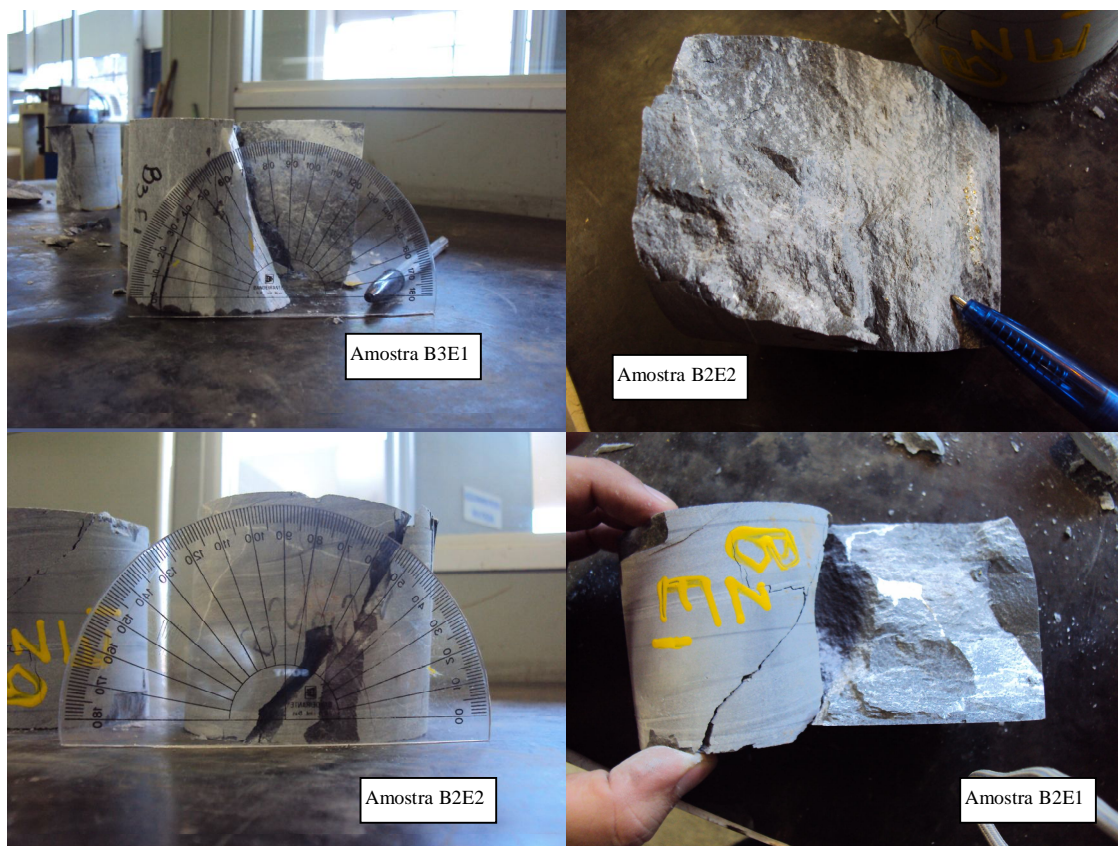


FIGURA 20 – DETALHE DAS AMOSTRAS B2E1, B2E2, B3E1, MOSTRANDO A INCLINAÇÃO E RUGOSIDADE DOS PLANOS DE RUPTURA

A partir dos ângulos de ruptura identificados, pode-se calcular o ângulo de atrito interno ( $\phi$ ) da rocha, utilizando-se a Equação 4. Assim, para a condição perpendicular ao acamamento, para a qual foi obtido um ângulo médio de ruptura ( $\theta$ ) igual a  $60^\circ$ , chega-se a um valor de  $\phi$  igual a  $30^\circ$  e para a condição paralela ao acamamento, a Equação 4 não é aplicável, pois o processo de fraturamento provavelmente se deu no campo distensivo, isto é, por tração. Estas considerações são utilizadas na confecção dos diagramas estruturais e métodos de análise da estabilidade dos taludes.

Os veios preenchidos por calcita, no que concerne à resistência geomecânica e estruturas pré-existentes, revelam uma situação que destoia do apresentado por Hae-sik *et al.* (2007), pois estes veios não se mostraram planos de fraqueza. As superfícies de ruptura, em geral, transpassaram tais veios demonstrando que coesão desta cimentação é mais forte que a própria rocha encaixante. O tamanho da amostra revelou-se apropriado à análise, concordando com as observações de Yoshinaka *et al.* (2008). Os resultados obtidos confirmam as considerações acerca da anisotropia impostas por Nonato (2002) e Karakul *et al.* (2010), e da resistência mecânica de Li e Xia (2000).

#### 4.3.4. Água Subterrânea

Em função do histórico de observações e padrão de drenagem de superfície e sub-superfície na área, que tem seu lençol freático rebaixado artificialmente, foram inferidos os parâmetros “infiltração em 10m de túnel”, “razão  $P_{aj}/T_{pm}$ ” (correspondente ao quociente entre a pressão d’água na junta e tensão principal máxima) e “condições gerais” (completamente seca, umidade, pressão moderada de água e problemas graves d’água) do sistema de classificação de Bieniawski (1974). Assim, para a mina Saivá, o parâmetro infiltração em 10m de túnel foi definido como “nenhuma”. Para esta situação a razão  $P_{aj}/T_{pm}$  é igual a zero e o parâmetro condições gerais corresponde a “completamente seca”.

#### 4.3.5. Ajuste para Orientação das Descontinuidades

Em função da orientação das descontinuidades relativamente à dos taludes, Bieniawski (1974) estabelece um fator de correção (ajuste) do IQR\*, cuja categorização acontece por meio das direções e mergulhos das descontinuidades, classificando-as em muito favorável, aceitável, desfavorável e muito desfavorável. Assim, foram estabelecidos diferentes IQR\* para cada face da mina, em função do posicionamento relativo das descontinuidades. O Quadro 15 apresenta a classificação obtida para as diferentes faces da mina, para a condição de execução de taludes, com diferentes sentidos de escavação.

FACE		CONDIÇÃO DE DIREÇÃO E MERGULHO	PESO RELATIVO (Taludes)
DIREÇÃO	SENTIDO		
NW-SE	NE	Muito Desfavorável	-60
NW-SE	SW	Muito Favorável	0
NE-SW	SE	Muito Desfavorável	-60
NE-SW	NW	Muito Favorável	0

QUADRO 15 – AJUSTE DE ORIENTAÇÃO DE DESCONTINUIDADES PARA AS DIFERENTES FACES DA MINA

Na definição da condição de direção e mergulho utilizou-se o seguinte critério: se a direção da face coincide com as principais (penetrativas) direções de famílias de estruturas de alto ângulo de mergulho e o sentido de avanço das escavações é oposto ao mergulho destas estruturas, julgou-se uma condição “muito favorável” à lavra com segurança e, em oposição, se a direção da face não coincide com as principais (penetrativas) famílias de estruturas ou o ângulo de mergulho coincide com o sentido de escavação, esta situação foi considerada “muito favorável” à lavra com segurança, isto é, com mínimo risco de escorregamentos.

Assim, como as estruturas penetrativas nos afloramentos são aproximadamente N60E/75SE, N15W/60SW, N30E/75SE, E-W/65S, N40E/63NW, então nota-se que não há nesta lista famílias de estruturas que favoreçam a instabilização dos taludes executados na direção NW-SE. Por outro lado, escavações realizadas na direção NE-SW têm seus taludes fragilizados pela presença das famílias de estruturas N60E/75SE e N30E/75SE. As famílias de estruturas N15W/60SW, E-W/65S não representam favorecimento à instabilidade de

taludes executados na direção NW-SE e as estruturas orientadas em N40E/63NW não favorecem a instabilidade de taludes executados na direção NE-SW. Considerando-se que os ângulos de mergulho são iguais ou superiores à 45°, isto é, ângulos altos, atribuiu-se a condição limite (muito favorável ou muito desfavorável) a cada uma das situações.

#### 4.3.6. Classificação por Bieniawski (1974)

De posse dos atributos supracitados, pode-se efetuar a classificação do maciço rochoso da mina Saivá, conforme o resumo apresentado no Quadro 16. Os pesos relativos apresentados no Quadro 16 referem-se ao enquadramento de cada um dos atributos nas categorias pré-estabelecidas pelo método, apresentado no capítulo 2. Na definição do parâmetro relativo à resistência da rocha foram utilizados os resultados obtidos nos ensaios experimentais.

PARÂMETRO DE CLASSIFICAÇÃO		VALOR CONSIDERADO	RESPECTIVO PESO RELATIVO
Resistência da rocha intacta	Índice de compressão puntiforme	2 - 4MPa	7
	Resistência à compressão simples	50-100Mpa	
IQR		99,95%	20
Espaçamento de juntas		2,78m	30
Condição das juntas		superfícies pouco rugosas, abertura <1mm, paredes duras	25
Água subterrânea	Infiltração em túnel de 10m	Nenhuma	10
	Razão $p_{ai}/T_{pm}$	0	
	Condições gerais	Completamente seca	
<b>SOMA</b>			<b>92</b>

QUADRO 16 – QUADRO RESUMO DE PARÂMETROS DE ENTRADA PARA A CLASSIFICAÇÃO DE BIENIAWSKI (1974)

A soma dos pesos (fator RMR) atribuídos a cada um dos parâmetros de classificação, igual a 92, revela que o maciço rochoso em análise pertence a classe I, isto é, apresenta condição geral muito boa, nos termos estabelecidos por Bieniawski (1974), ou seja, tempo médio de auto-sustentação igual a 10 anos, vão da seção igual a 15m, coesão superior a 400 kPa, e ângulo de atrito superior a 45°.



Todavia, considerando-se a definição do parâmetro “ajuste para orientação de descontinuidades”, revelou existirem algumas famílias de estruturas desfavoráveis, do ponto de vista da estabilidade de taludes, segundo as direções de escavações executadas, devendo-se aplicar à soma dos pesos um fator de correção igual a -50, chegando-se a um fator RMR igual a 42. Assim, a correta classificação para o maciço seria classe III, ou seja, condição geral regular, com tempo médio de auto-sustentação de uma semana, 5m de vão, 200 a 300 kPa de coesão e ângulo de atrito na faixa de 25 a 35°, o que se confirmou experimentalmente, conforme apresentado no subitem 4.3.3.

Desta forma, pode-se afirmar que a questão do ajuste para orientação das descontinuidades é sobremaneira importante no processo de classificação proposto por Bieniawski (1974). O sistema de classificação mostrou-se bastante sensível a este parâmetro.

#### 4.3.7. Classificação por Wickham *et al.* (1974)

Conforme descrito no capítulo 3, o método de classificação de Wickham *et al.* (1974), também conhecido como classificação RSR (*Rock Structure Rating*), vale-se de três parâmetros (A, B e C) para classificação dos maciços rochosos, sendo em seguida apresentados com as considerações acerca da aplicação do método ao maciço onde se insere a mina Saivá.

O parâmetro A diz respeito ao tipo litológico e à estrutura geológica do maciço. Para o caso em questão, a classificação foi feita considerando-se tratar de uma rocha metamórfica, média, intensamente dobrada, o que corresponde a um parâmetro A igual a 8, em um máximo de 30.

O parâmetro B refere-se às descontinuidades (espaçamentos e atitudes) e orientação de escavação. Contudo, o método foi concebido para avaliar os maciços para condições de escavações de túneis e, por este motivo, considerou-se que a situação análoga à escavação de uma mina seria admitir os valores relativos a escavações normais à direção do eixo do túnel, em oposição à direção paralela ao eixo. Assim, para orientação da escavação em direção normal ao eixo, situação de inclinação para e contra a escavação, ângulos de mergulho na faixa de 50 a 90° e

espaçamento de fraturas de 108cm (máximo existente na classificação), chega-se a um valor do parâmetro B de 40.

O parâmetro C corresponde às condições hidrogeológicas e de fluxo. A soma dos parâmetros A e B, neste caso igual a 48, é utilizada para definição do parâmetro C. Ademais, para uma caudal/vazão (min/300m) considerado pequeno (<760) e característica de fraturas fechadas ou cimentadas, tem-se um parâmetro C de 23.

O somatório dos valores parciais A, B e C fornece o valor de RSR, cujo máximo é 100. Quanto maior for o RSR, melhores são as características geotécnicas do maciço. No caso do maciço onde a mina Saivá se insere, este valor foi calculado como 71, ou seja, uma rocha de boa qualidade.

De uma maneira geral, o uso da nuvem de pontos referenciados contribuiu para a agilização do processo de medição de espaçamentos interdescontinuidades pelo emprego de linhas de varredura. Este se mostrou um diferencial positivo inerente à técnica.

#### 4.3.8. Classificação por Barton *et al.* (1974)

O Sistema-Q proposto por Barton *et al.* (1974) foi aplicado ao estudo de caso da mina Saivá, tendo sido utilizadas, sempre que possível, aquisições de dados geométricos junto ao modelo digital da mina. Isto se aplica, por exemplo, a aquisição do parâmetro  $J_n$ , onde este representa um número médio de juntas por unidade de área ou de volume do maciço rochoso.

O parâmetro  $J_n$  é obtido a partir das condições de compartimentação do maciço, de forma que para o maciço da mina Saivá, foi considerado na análise (dentro das possibilidades do método) existir três famílias de fraturas (em cada vertente) de forma que, para esta característica,  $J_n$  vale 9. Este valor, conforme a classificação imputa à denominação de “blocos médios” nos termos de método.

O segundo parâmetro para a classificação,  $J_a$ , refere-se às condições de alteração das paredes, neste caso as vertentes da mina, tidas segundo a avaliação do autor como “paredes sem alteração, somente leve descoloração ( $\phi = 25-35^\circ$ )”

para a condição “fraturas sem deslocamento relativo e há contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas” do método. Desta forma, obtém-se um  $J_a$  tabelado de 1,0.

O terceiro parâmetro para a classificação,  $J_w$ , refere-se às condições de caudal (vazão) efluente, assumido como igual a 1,0 para a situação “escavação a seco ou com pequena fluência de água (< 5L/min)”.

O quarto parâmetro para a classificação,  $J_r$ , refere-se ao índice de rugosidade das fraturas, considerado sendo “fraturas polidas ou estriadas, planas” e, assim  $J_r$  é igual a 0,5.

O quinto parâmetro para a classificação, SRF, busca representar o estado de tensões ao qual o maciço está submetido, tendo sido enquadrado o maciço da mina Saivá na categoria “tensões elevadas (eventuais instabilidades nas paredes)” e, desta forma, SRF é igual a 1,0.

Aplicando-se a Equação 3, conforme demonstrado, e assumindo o IQR como igual ao  $IQR_i$ , chega-se a um índice de qualidade (Q) igual a 5,6, o que representa, segundo a classificação, um padrão geomecânico do maciço igual a “regular”.

$$Q = \left( \frac{99,95}{9} \right) \times \left( \frac{0,5}{1,0} \right) \times \left( \frac{1,0}{1,0} \right) = 5,6$$

Depreende-se dos resultados obtidos nas classificações segundo os métodos de Wickham *et al.* (1974), Barton *et al.* (1974) e Bieniawski (1974), que o maciço da mina Saivá apresenta um padrão geomecânico que varia de regular à muito bom. A classificação de Barton *et al.* (1974) mostrou-se mais conservadora (em favor da segurança), enquanto o método de classificação de Bieniawski (1974) o menos conservador.

#### 4.4. ANÁLISE CINEMÁTICA DOS TALUDES EM ROCHA

A análise cinemática dos taludes em rocha da mina Saivá inicia-se com a representação, por meio de projeção ciclográfica e polar, das famílias de planos penetrativos identificados (188 planos) nos levantamentos geológico-estruturais

digitais. Estes foram apresentados, por seus pólos na Figura 14. Durante os levantamentos junto à nuvem de pontos, estes 188 foram agrupados em 6 famílias de juntas, que posteriormente se revelaram 5 famílias de juntas, representadas por seus planos médios. A Figura 21 apresenta as projeções destas 5 famílias de juntas identificadas, utilizadas na análise cinemática dos taludes da mina.

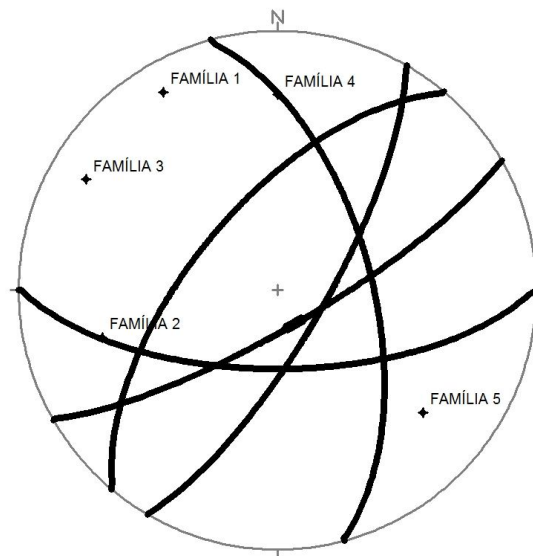


FIGURA 21 – PROJEÇÃO CICLOGRÁFICA E POLAR DA CONCENTRAÇÃO MÁXIMA DE POLOS E SUAS RESPECTIVAS ESTRUTURAS PLANAS MÉDIAS IDENTIFICADAS NAS IMAGENS DO AFLORAMENTO

#### 4.4.1. Determinação da inclinação das vertentes

A exemplo da determinação das medidas das estruturas geológicas, a medição da inclinação das vertentes das bancadas da mina de Saivá aconteceu por meio das coordenadas referenciadas de três pontos. Foram tomadas três medidas e adotado um valor médio. Os valores obtidos para estas inclinações variaram de 64,1 a 75,1°. Assim, para efeitos de cálculo, adotou-se uma inclinação de 70° para as vertentes. O memorial de cálculo encontra-se no Apêndice 2 deste documento.

#### 4.4.2. Determinação do ângulo de atrito

No que concerne ao ângulo de atrito da rocha, para efeitos de traçado dos diagramas, foram observados os resultados apresentados no subcapítulo 4.3.3. Assim, foi utilizado na análise um ângulo de atrito interno determinado experimentalmente, igual a  $30^\circ$ .

Cumprе salientar que ao analisar a Figura 22, que mostra o critério de ruptura de Mohr-Coulomb, incluindo-se a envoltória de Griffith, pode-se inferir que há a possibilidade de surgir um novo plano de ruptura na rocha, no ponto P', antes de ocorrer movimentação no plano de ruptura pré-existente (P). Isto porque o círculo de Mohr, o qual descreve as condições de ruptura para a rocha intacta, sob as condições apresentadas na Figura 22, atinge a envoltória de Mohr para a rocha intacta antes que o ponto P, que representa o plano de ruptura, alcance a correspondente envoltória e, com isso, condições para movimentação ao longo do plano pré-existente.

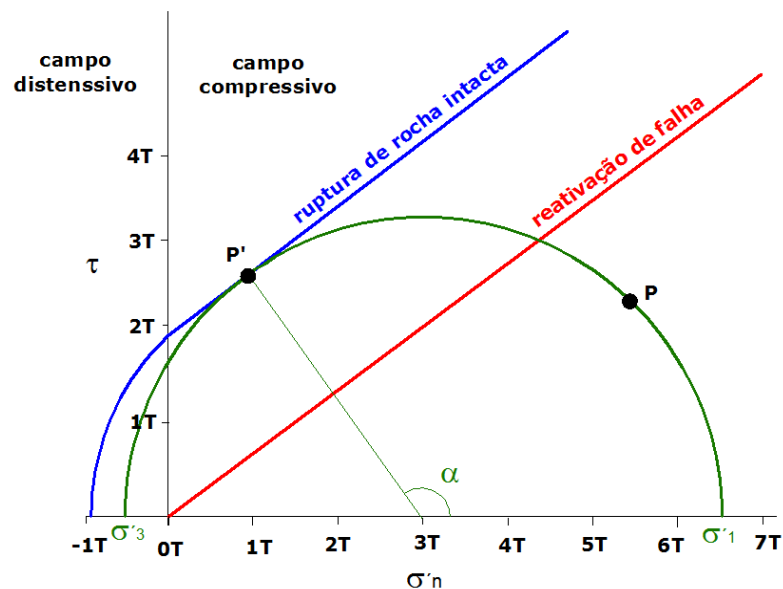


FIGURA 22 – DIAGRAMA DE MOHR MOSTRANDO AS CONDIÇÕES DE RUPTURA DE UMA ROCHA INTACTA ANTES DA REATIVAÇÃO DE UMA FALHA SEM COESÃO AO LONGO DO PLANO, PARA UMA TENSÃO DE REFERÊNCIA GENÉRICA T

Esta situação dependerá basicamente das condições de coesão e do valor de atrito interno da rocha sã, da coesão residual e do ângulo de atrito residual relativos a seu plano de ruptura e poropressão. No caso da mina Saivá, destaca-se a

questão da orientação do acamamento da rocha, variável na mina. Assim, o estado de tensões ao qual o maciço está sujeito, tanto pode suscitar a reativação de falhas pré-existentes quanto induzir a formação de novas fraturas.

#### 4.4.3. Análise de escorregamentos segundo estruturas planares

Considerando-se os dados supracitados, elaborou-se um *overlay* sobreposto ao digrama, apresentado na Figura 23, para combinação com os estereogramas de dados, com o objetivo de avaliar a estabilidade dos taludes quanto a seus possíveis escorregamentos ao longo de estruturas planares. Neste contexto, entende-se por *overlay* o diagrama que contém as representações gráficas das áreas de potenciais escorregamentos (zona de instabilidade) que é sobreposto ao diagrama que contém as estruturas geológicas para análise.

Conforme as premissas apresentadas na revisão bibliográfica para a análise de deslizamento planar, a elaboração do *overlay* (e conseqüentemente da zona de instabilidade), apresentado na Figura 23, considerou uma vertente de 70° de inclinação, ângulo de atrito interno igual a 30° e afastamento da direção de deslizamento em relação ao rumo de mergulho da face da vertente de valor limite 20°. A obtenção das estruturas críticas é obtida rotacionando-se o *overlay* em torno do centro do círculo e observando-se quais pólos são sobrepostos pela zona de instabilidade traçada.

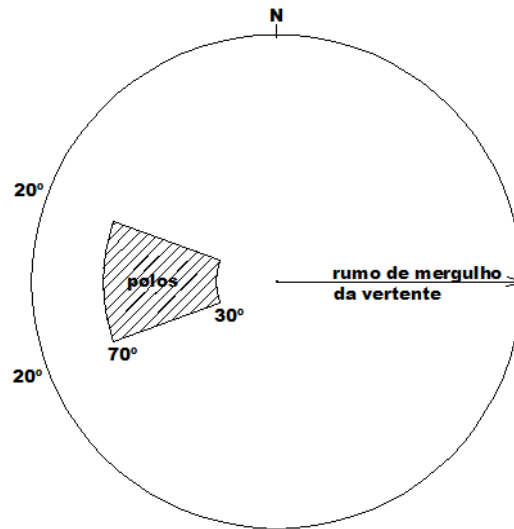
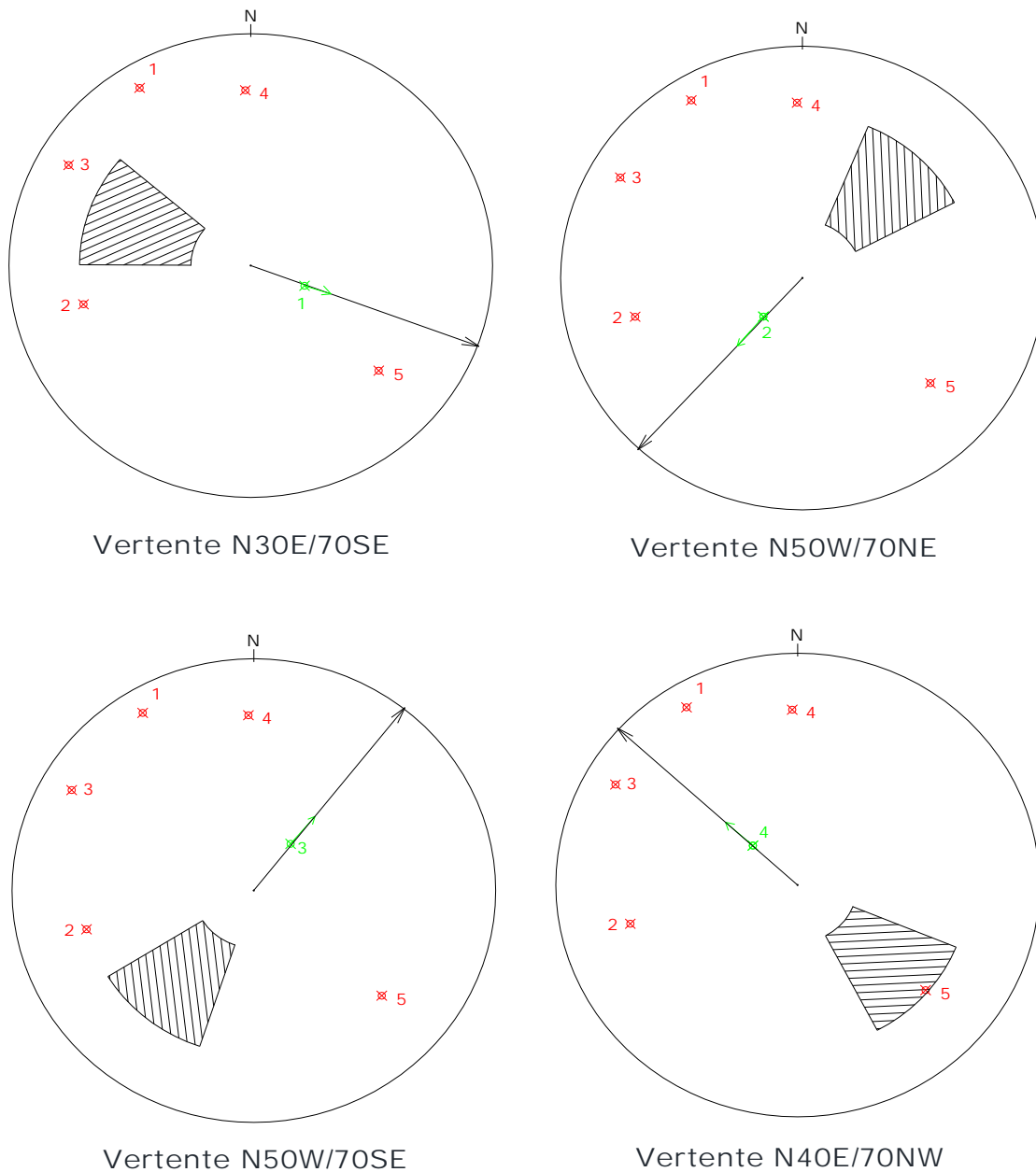


FIGURA 23 – OVERLAY CONTENDO O CONE DE ATRITO, PREPARADO PARA UMA VERTENTE DE 70° DE INCLINAÇÃO E 30° DE ÂNGULO DE ATRITO INTERNO

A aplicação do overlay para análise de escorregamentos segundo estruturas planares aconteceu por meio de sua sobreposição e orientação segundo os rumos de mergulho das quatro vertentes existentes atualmente na área objeto de estudo, isto é, vertentes N40E/70NW, N50W/70NE, N50W/70SW e N30E/70SE (taludes de exploração da mina). Os resultados são apresentados na Figura 24.



Legenda:



área de escorregamento para vertentes de inclinação de  $70^\circ$  e ângulo de atrito interno ( $\phi$ ) de  $30^\circ$



pólos de famílias de juntas obtidas no imageamento

FIGURA 24 – RESULTADOS DA ANÁLISE CINEMÁTICA DE ESCORREGAMENTOS SEGUNDO ESTRUTURAS PLANARES PARA OS PLANOS DAS VERTENTES EXISTENTES NA MINA, REPRESENTADOS EM RUMOS DE MERGULHO



Depreende-se pela análise da Figura 24 que a única vertente sujeita a escorregamentos planares para  $\phi$  igual a  $30^\circ$  é a vertente N40E/70NW, cuja família de estruturas que impõe esta possibilidade é a família 5, ou seja, orientada para N40E/63NW. As demais vertentes analisadas não possuem risco de escorregamentos planares para as famílias de estruturas avaliadas. Todavia, pelo fato das estruturas terem sido analisadas resumidamente, em função do pólo de uma estrutura representativa média, recomenda-se atenção também a famílias de estruturas nº 2 e 3, de orientações N15W/60SW e N30E/75SE, respectivamente, as quais sob determinadas condições de mergulho e/ou orientação podem apresentar algumas situações problemáticas do ponto de vista de estabilidade (deslizamento segundo estrutura planar) junto à vertente N30E/70SE (risco secundário).

No Quadro 17 consta um resumo das estruturas que impõem escorregamentos planares (ou, alternativamente, riscos secundários) nas respectivas vertentes.

		ORIENTAÇÃO DAS ESTRUTURAS				
		N30E/75SE	N15W/60SW	N60E/75SE	EW/65S	N40E/63NW
VERTENTE	N40E/70NW					x
	N50W/70NE					
	N50W/70SW					
	N30E/70SE	x	x			

QUADRO 17 – QUADRO RESUMO DOS ESCORREGAMENTOS PLANARES

#### 4.4.4. Análises de deslizamentos em cunha

Empregando-se o teste de Markland (1972), procedeu-se a análise de deslizamentos em cunha, considerando-se que a exploração da mina desenvolve escavações cujas direções das vertentes (taludes da frente de lavra) são N40E/70NW, N50W/70NE, N50W/70SW e N30E/70SE e inclinações médias de  $70^\circ$ . Os resultados desta análise são apresentados nas Figuras 25 a 34.

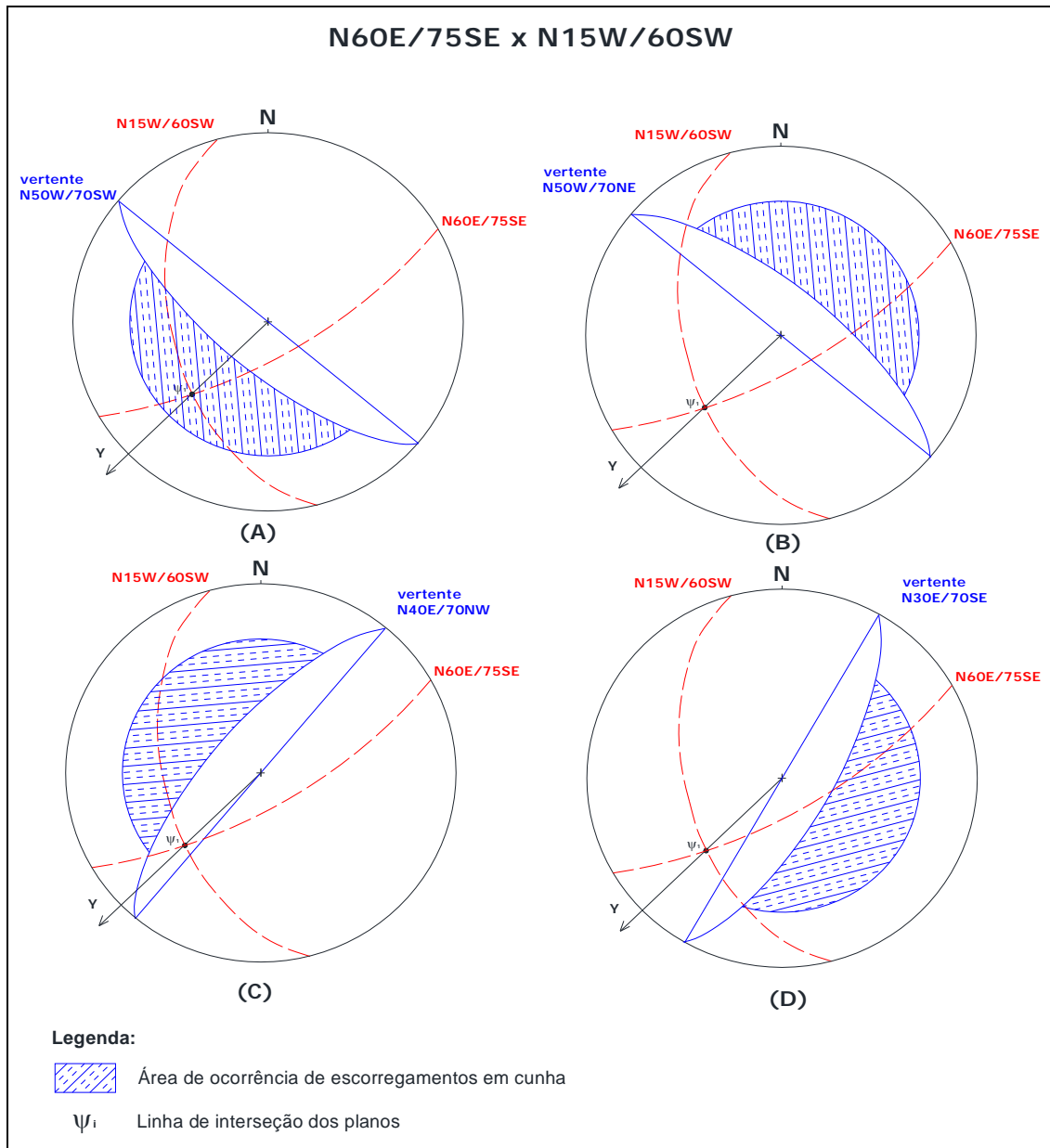


FIGURA 25 – TESTE DE MARKLAND PARA AS ESTRUTURAS N60E/75SE E N15W/60SW

Nota-se, pela análise da Figura 25, que não haverá teoricamente ruptura em cunha para a conjugação dos planos N60E/75SE e N15W/60SW em nenhuma vertente. Contudo, recomenda-se especial atenção às vertentes N50W/70SW e N40E/70NW, pois as atitudes médias das estruturas foram obtidas pelo traçado das isocurvas de pólos, tendo-se as principais concentrações de dados representadas pelos centros destas concentrações e, já que o caimento da linha de interseção dos planos ( $\psi$ ) acha-se bastante próximo da área instável (hachurada) do *overlay*,

algumas estruturas pertencentes a esta família poderiam suscitar escorregamentos em cunha.

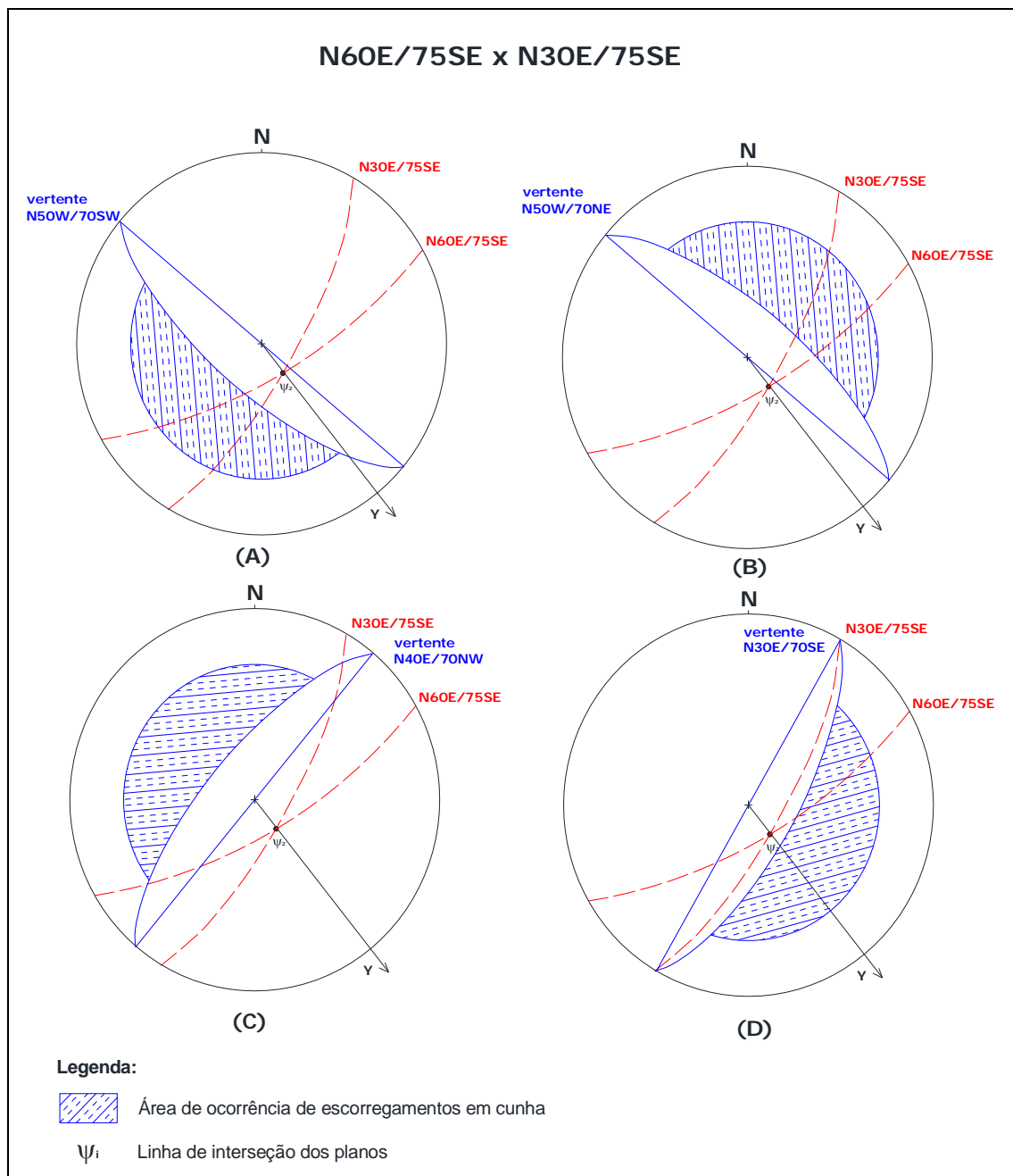


FIGURA 26 – TESTE DE MARKLAND PARA AS ESTRUTURAS N60E/75SE E N30E/75SE

Nota-se, pela análise da Figura 26, que não haverá teoricamente ruptura em cunha para a conjugação dos planos N60E/75SE e N30E/75SE em nenhuma vertente. Há risco secundário associado à associação de estruturas N30E/75SE e N60E/75SE, conforme Figura 26 (D).

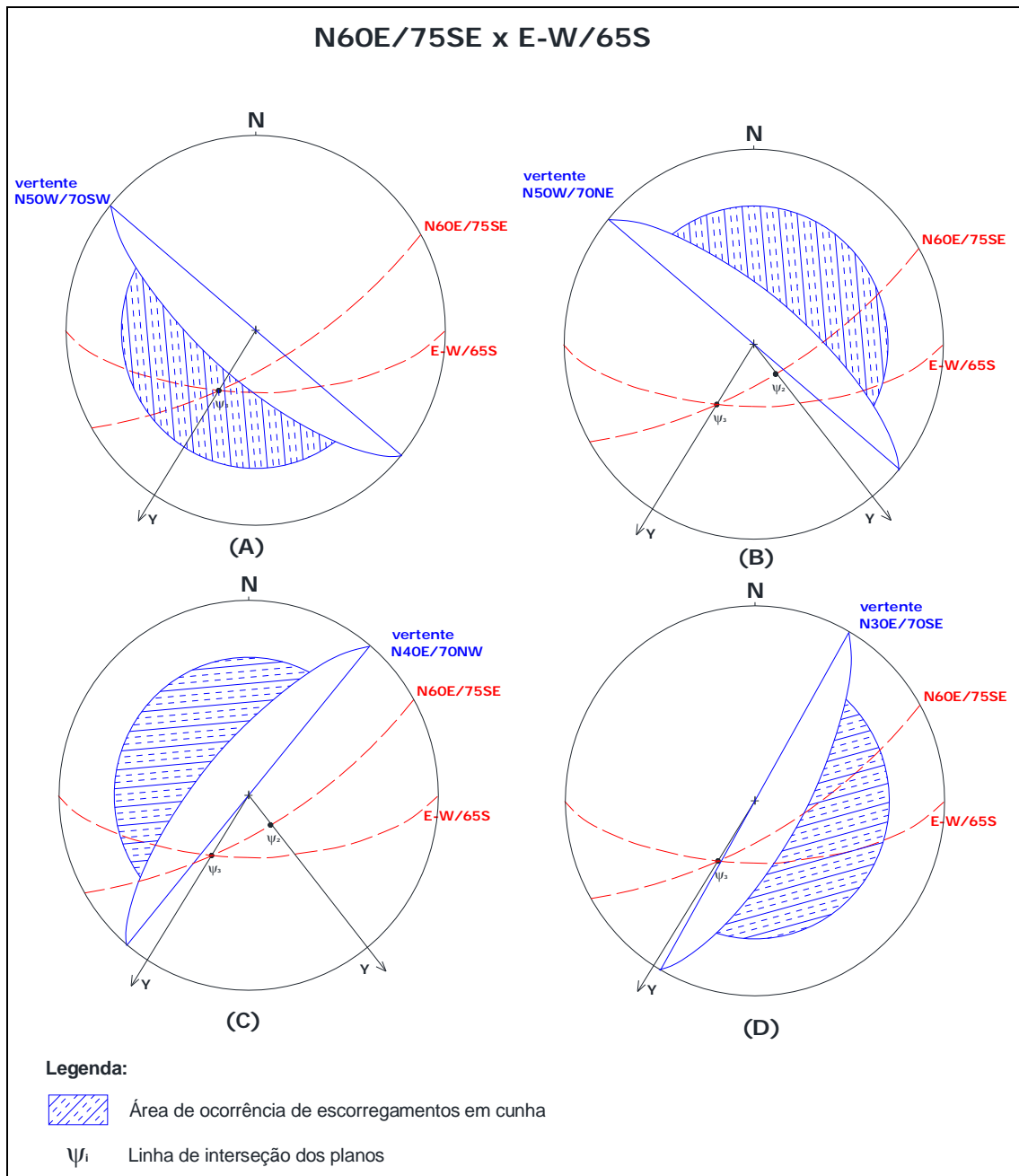


FIGURA 27 – TESTE DE MARKLAND PARA AS ESTRUTURAS N60E/75SE E EW/65S

Nota-se, pela análise da Figura 27, que há possibilidade de existir escorregamentos em cunha junto à vertente N50W/70SW. Não haverá teoricamente ruptura em cunha para a conjugação dos planos N60E/75SE e EW/65S para as vertentes N40E/70NW, N50W/70NE e N30E/75SE.

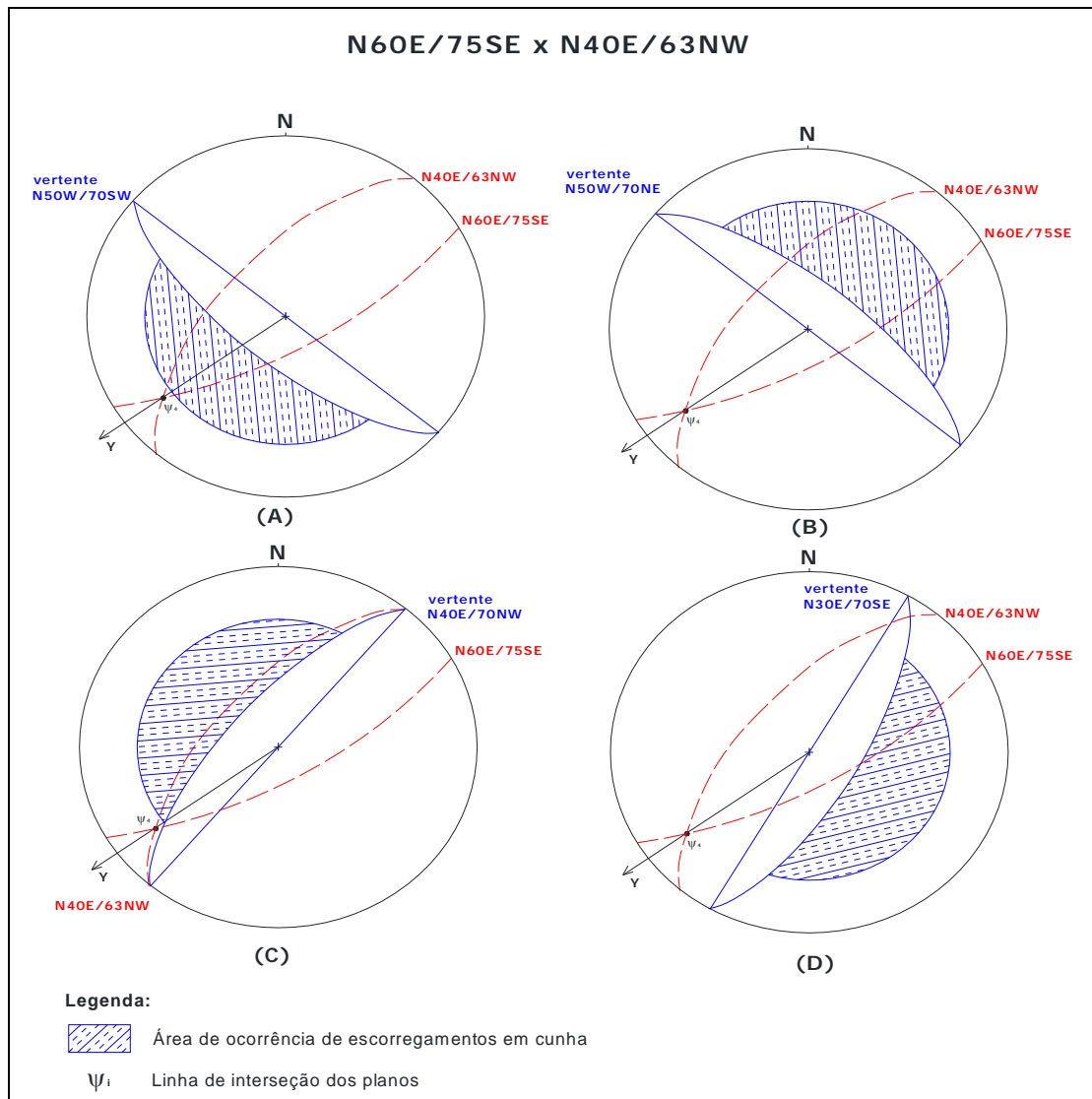


FIGURA 28 – TESTE DE MARKLAND PARA AS ESTRUTURAS N60E/75SE E N40E/63NW

Nota-se, pela análise da Figura 28, que não haverá teoricamente ruptura em cunha para a conjugação dos planos N60E/75SE e N30E/75SE em nenhuma vertente. Contudo, recomenda-se especial atenção às vertentes N50W/70SW e N40E/70NW, Figuras 28 (A) e (C) respectivamente, pois as atitudes médias das estruturas foram obtidas pelo traçado das isocurvas de pólos, tendo-se as principais concentrações de dados representadas pelos centros destas concentrações e, já que o caimento da linha de interseção dos planos ( $\psi$ ) acha-se bastante próximo da área instável (hachurada) do *overlay*, algumas estruturas pertencentes a esta família poderiam suscitar escorregamentos em cunha.

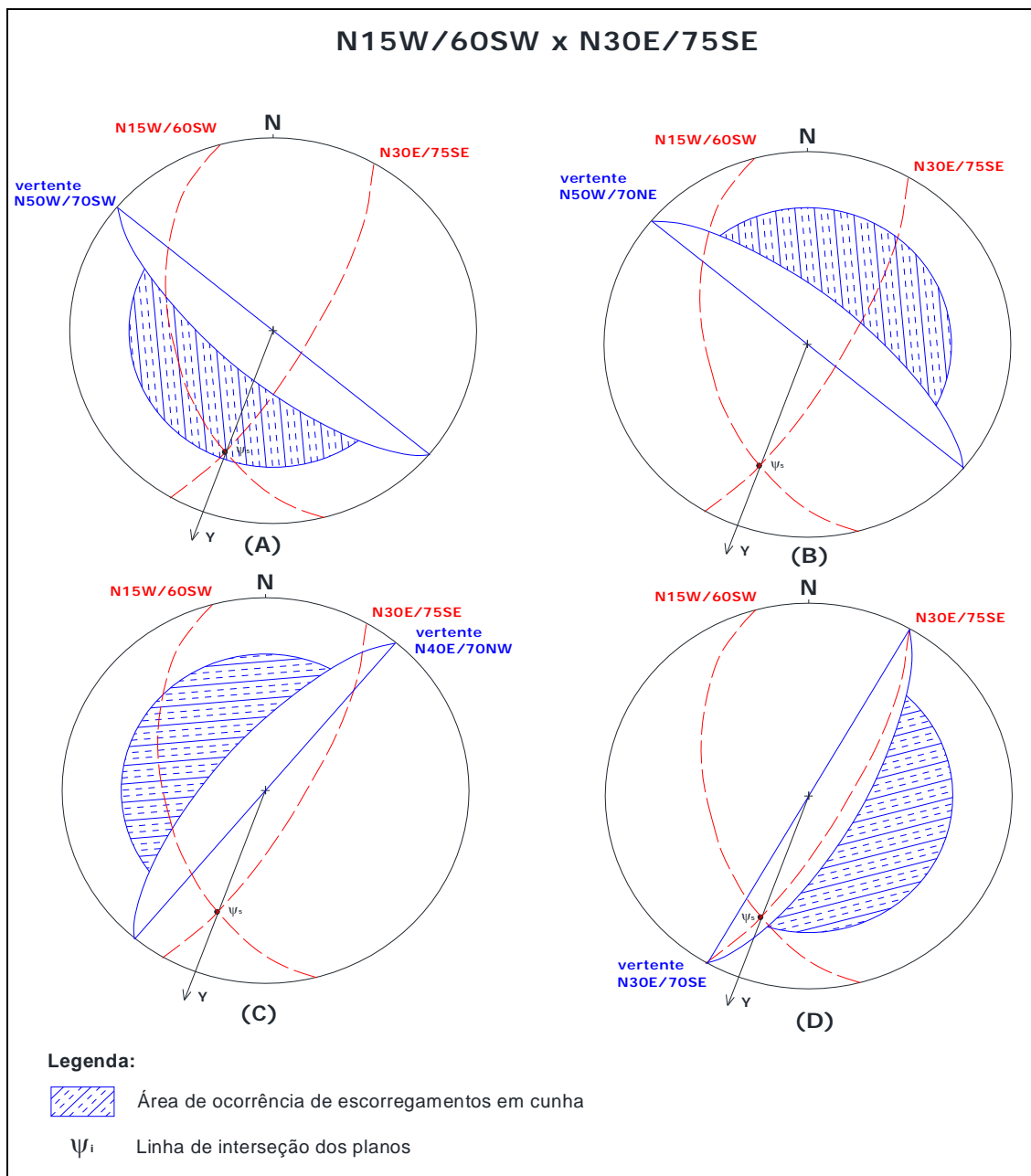


FIGURA 29 – TESTE DE MARKLAND PARA AS ESTRUTURAS N15W/60SW E N30E/75SE

Nota-se, pela análise da Figura 29, que não haverá teoricamente ruptura em cunha para a conjugação dos planos N15W/60SW e N30E/75SE para as vertentes, N40E/70NW, N50W/70NE e N30E/75SE. No entanto, há possibilidade de existir escorregamentos em cunha junto à vertente N50W/70SW, conforme Figura 29 (A) e há risco secundário junto à vertente N30E/75SE, conforme Figura 29 (D).

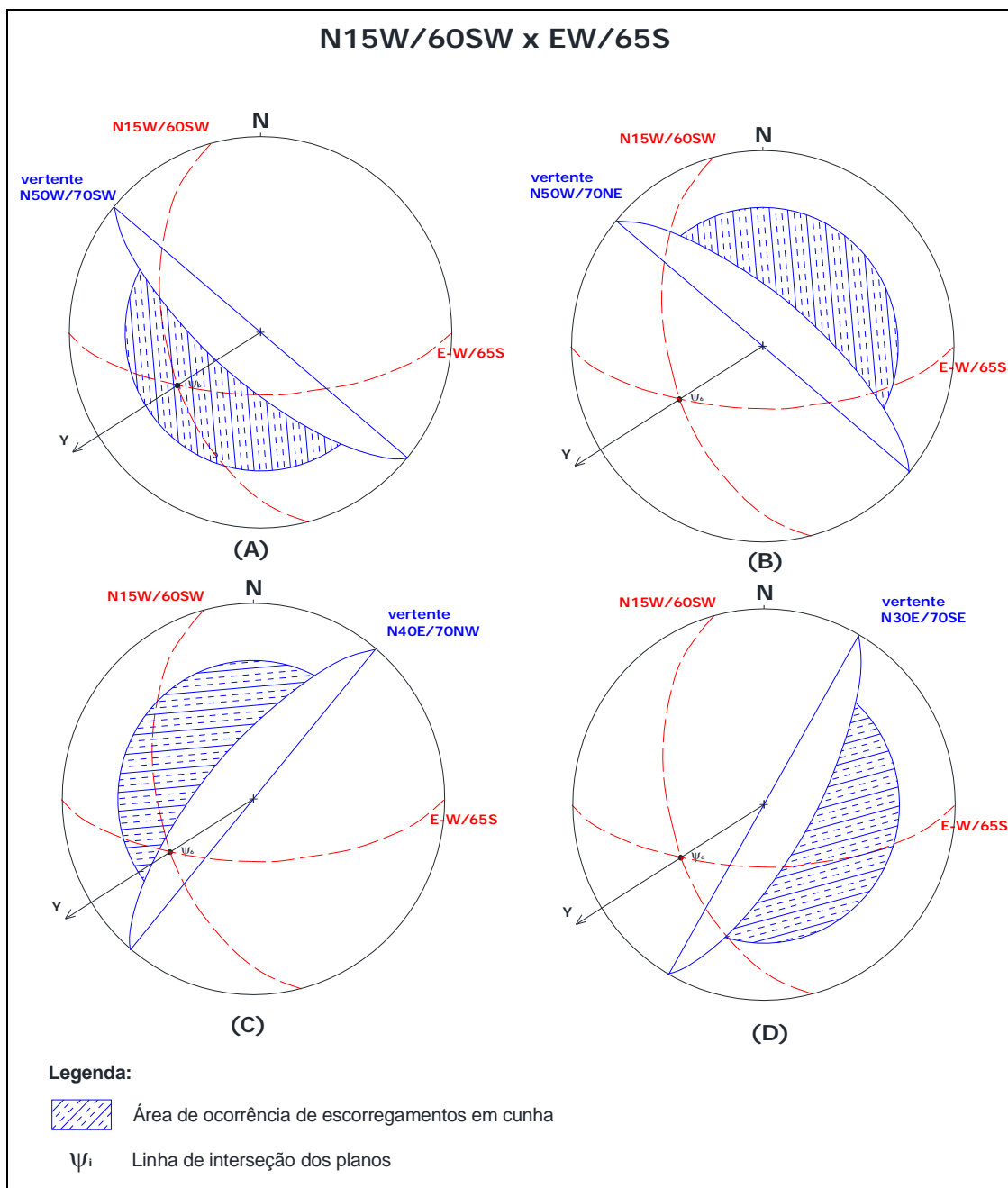


FIGURA 30 – TESTE DE MARKLAND PARA AS ESTRUTURAS N15W/60SW E EW/65S

Nota-se, pela análise da Figura 30, que não haverá teoricamente ruptura em cunha para a conjugação dos planos N15W/60SW e EW/65S para as vertentes, N40E/70NW (Figura 30C), N50W/70NE (Figura 30B) e N30E/70SE (Figura 30D). Conforme a Figura 30 (A) há possibilidade de existir escorregamentos em cunha junto à vertente N50W/70SW. Em virtude da proximidade entre  $\psi$  e área de

instabilidade (*overlay*), que pode ser notada na Figura 30 (C), recomenda-se prudência quanto à estabilidade da vertente N40E/70NW.

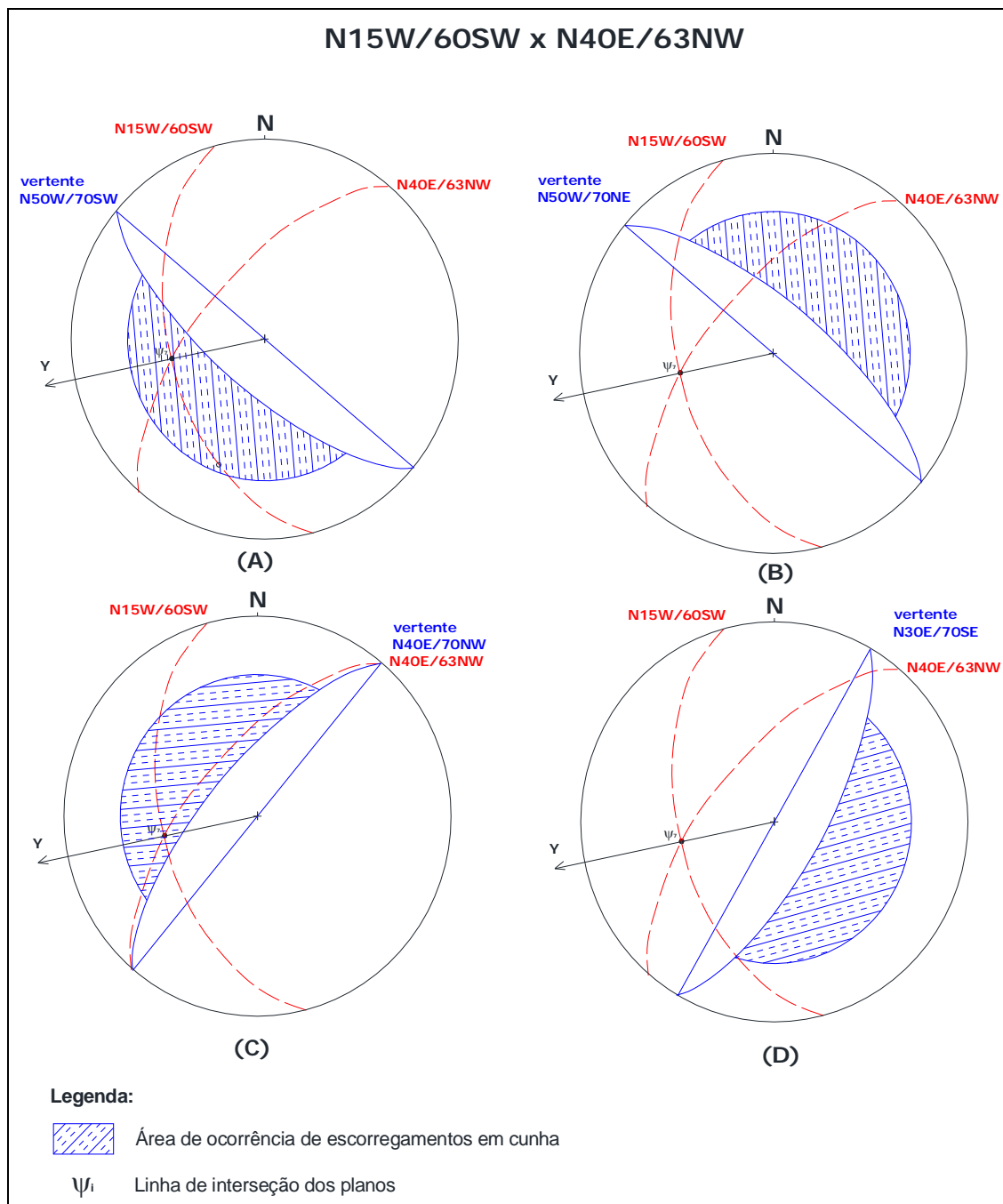


FIGURA 31 – TESTE DE MARKLAND PARA AS ESTRUTURAS N15W/60SW E N40E/63NW

Nota-se, pela análise da Figura 31, que não haverá teoricamente ruptura em cunha para a conjugação dos planos N15W/60SW e N40E/63NW para as vertentes



N50W/70NE e N30E/70SE. Há, segundo a Figura 31 (A) e (C), possibilidade de existir escorregamentos em cunha junto às vertentes N50W/70SW e N40E/70NW.

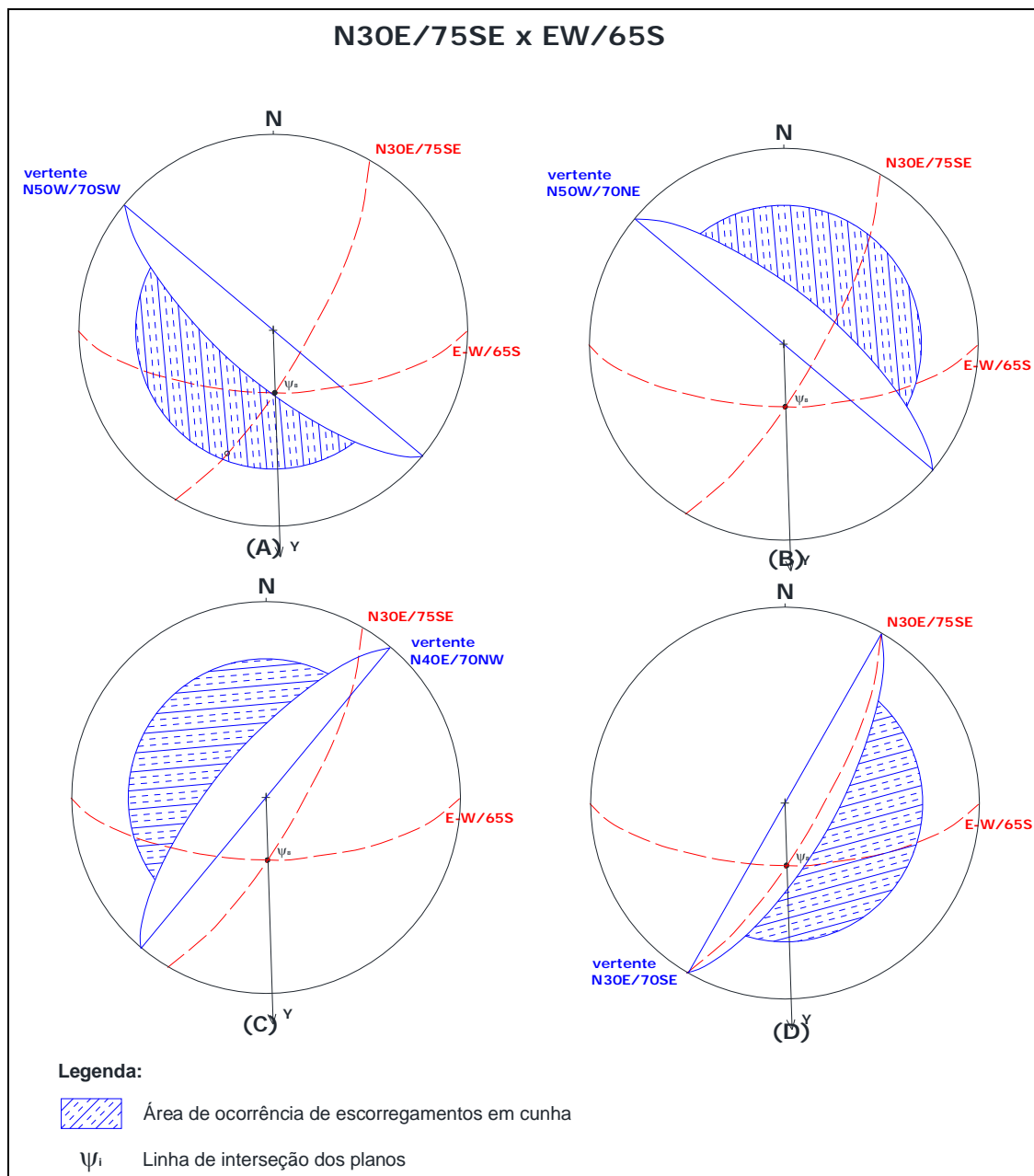


FIGURA 32 – TESTE DE MARKLAND PARA AS ESTRUTURAS N30E/75SE E EW/65S

Nota-se, pela análise da Figura 32, que não haverá teoricamente ruptura em cunha para a conjugação dos planos N15W/60SW e EW/65S para nenhuma das vertentes. Em virtude da proximidade entre  $\psi$  e área do overlay, uma vez que foram admitidos planos médios na análise, recomenda-se prudência, a exemplo de Fiori e

Carmignani (2009), quanto à estabilidade das vertentes N50W/70SW (Figura 32A), N30E/70SE (Figura 32D).

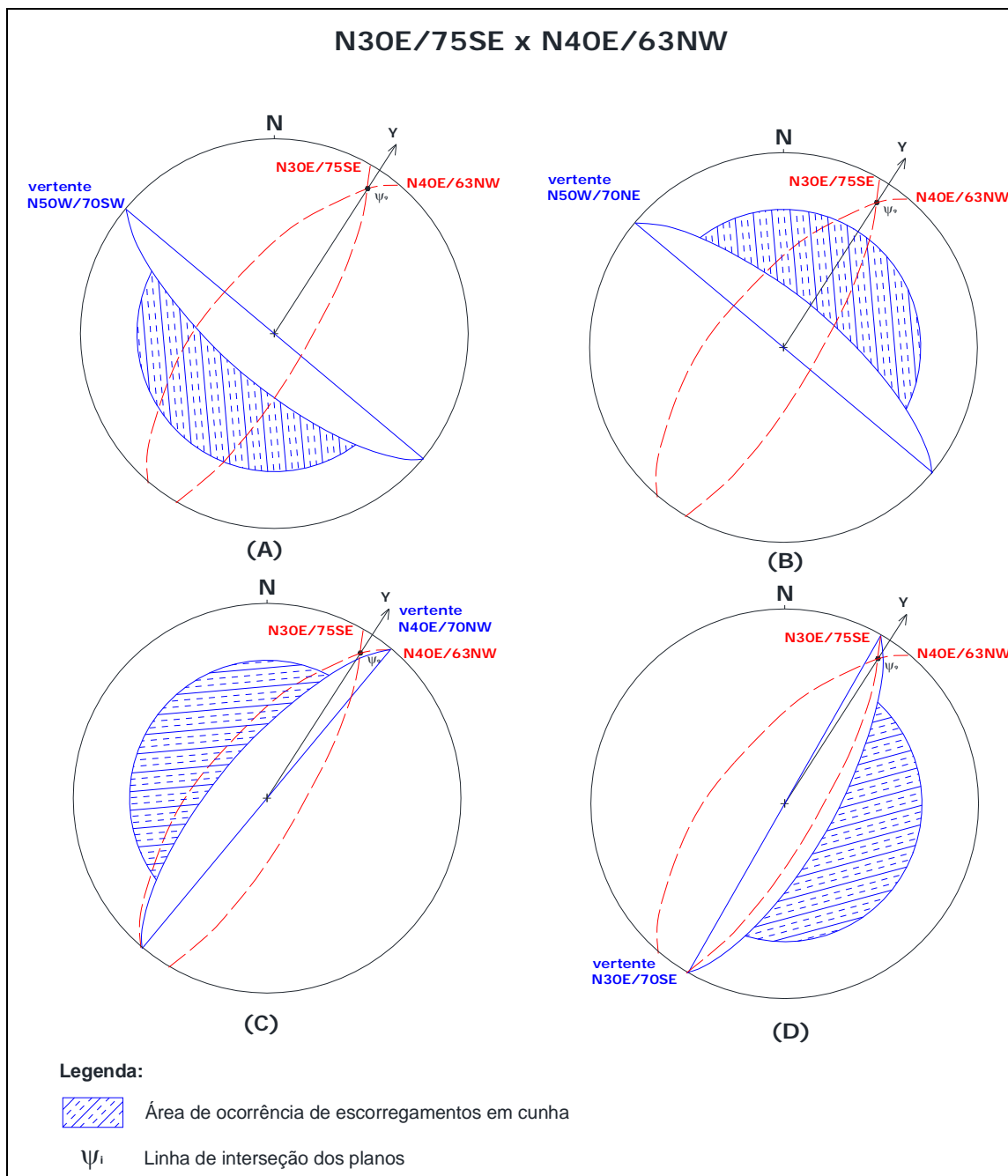


FIGURA 33 – TESTE DE MARKLAND PARA AS ESTRUTURAS N30E/75SE E N40E/63NW

Nota-se, pela análise da Figura 33, que não haverá teoricamente ruptura em cunha para a conjugação dos planos N30E/75SE e N40E/63NW em nenhuma vertente.

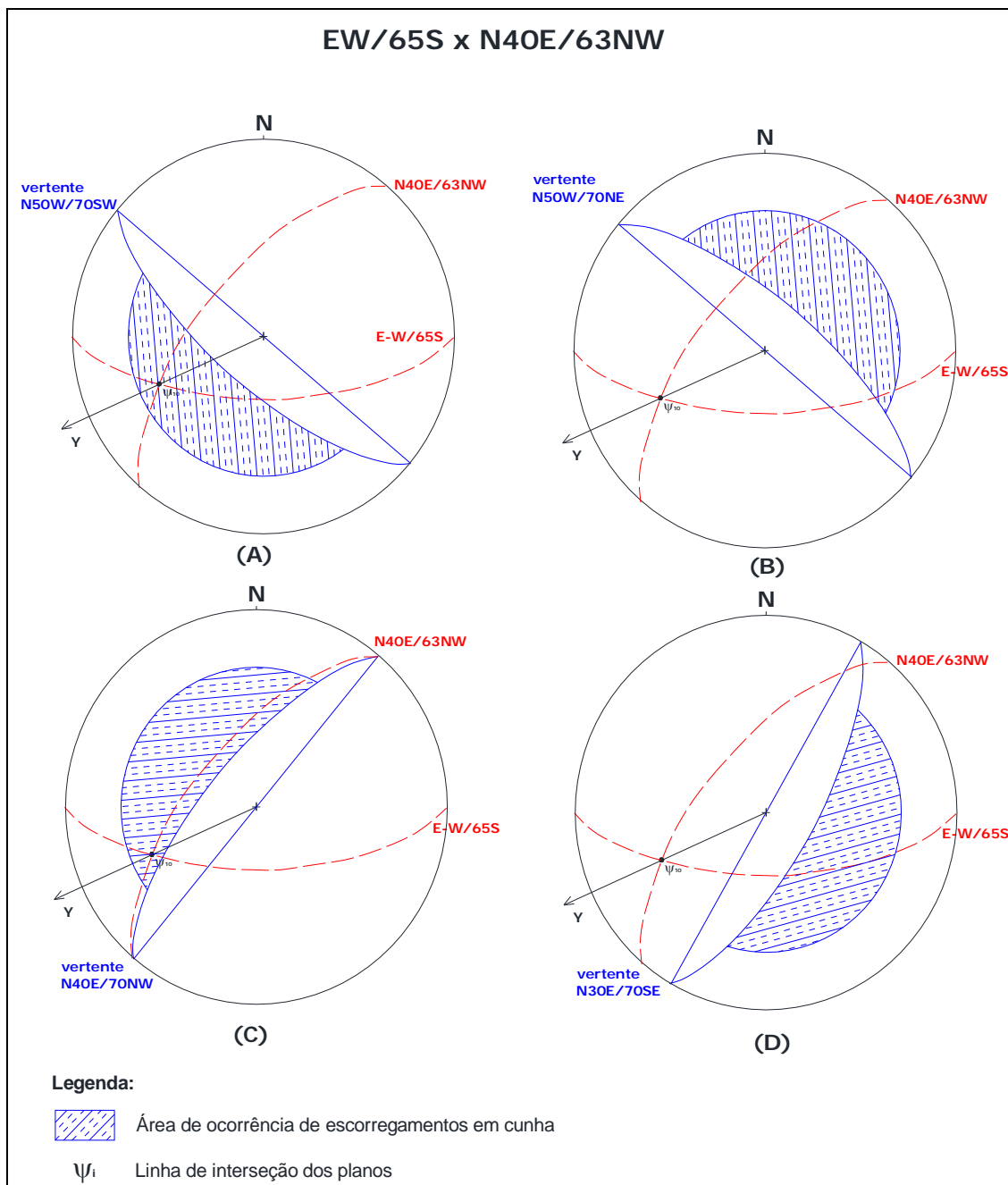


FIGURA 34 – TESTE DE MARKLAND PARA AS ESTRUTURAS EW/65S E N40E/63NW

Nota-se, pela análise da Figura 34, que não haverá teoricamente ruptura em cunha para a conjugação dos planos EW/65S e N40E/63NW para as vertentes N50W/70NE e N30E/70SE. Há possibilidade de existir escorregamentos em cunha junto às vertentes N50W/70SW (Figura 34A) e N40E/70NW (Figura 34C).

O Quadro 18 resume os resultados obtidos, ao apontar as orientações de estruturas associadas a uma ruptura em cunha, ou seja, às quais os técnicos devem estar atentos durante procedimentos de escavação/avanço de lavra das citadas vertentes (riscos primários). Não estão incluídas na tabela as estruturas cujo  $\psi$  situou-se apenas próximo do overlay (riscos secundários), as quais são apresentadas no Quadro 19.

		ORIENTAÇÃO DAS ESTRUTURAS				
		N30E/75SE	N15W/60SW	N60E/75SE	EW/65S	N40E/63NW
VERTENTE	N40E/70NW		x	x	x	x
	N50W/70NE					
	N50W/70SW	x	x	x	x	x
	N30E/70SE		x		x	

QUADRO 18 – QUADRO RESUMO DOS RISCOS PRIMÁRIOS DE ESCORREGAMENTOS EM CUNHA

		ORIENTAÇÃO DAS ESTRUTURAS				
		N30E/75SE	N15W/60SW	N60E/75SE	EW/65S	N40E/63NW
VERTENTE	N40E/70NW		x	x	x	
	N50W/70NE					
	N50W/70SW			x		x
	N30E/70SE	x	x	x	x	

QUADRO 19 – QUADRO RESUMO DOS RISCOS SECUNDÁRIOS DE ESCORREGAMENTOS EM CUNHA

#### 4.4.5. Tombamento de blocos

O tombamento de blocos foi analisado por meio de um overlay, nos moldes apresentados no capítulo 3. Foi considerada uma vertente de inclinação 70° e ângulo de atrito interno igual a 30°. Desta forma, chega-se ao *overlay* apresentado na Figura 35.

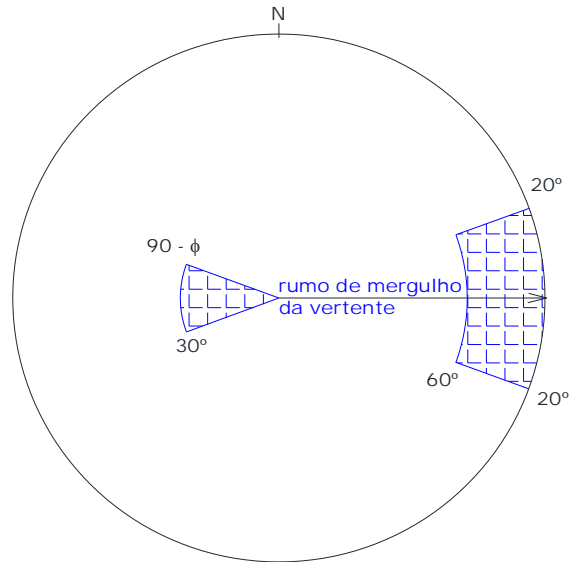


FIGURA 35 – OVERLAY DE ANÁLISE CINEMÁTICA DA ESTABILIDADE QUANTO AO TOMBAMENTO DE BLOCOS

Orientando-se o overlay segundo as orientações das vertentes atualmente existentes na mina, chega-se aos resultados apresentados na Figura 36.

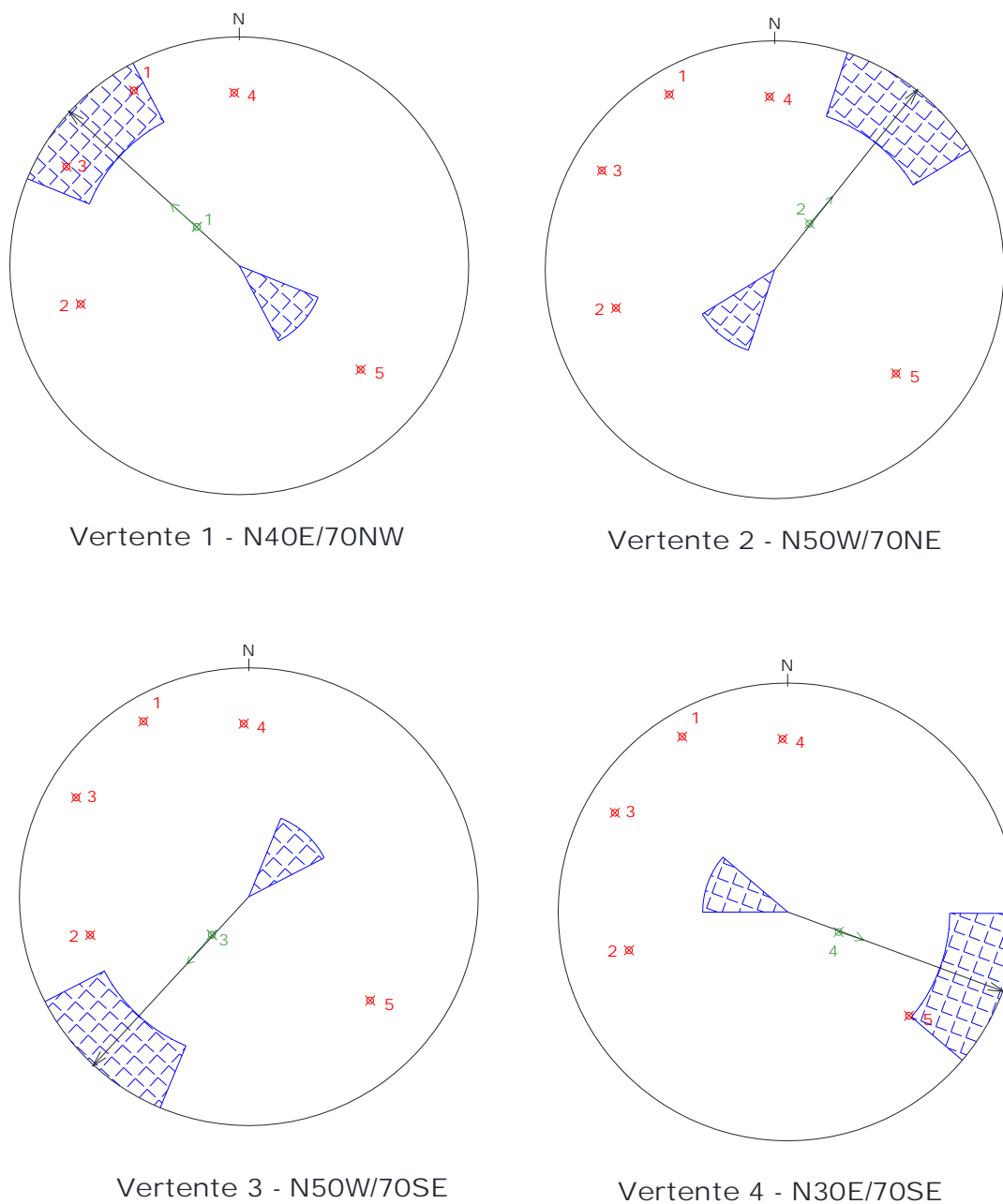


FIGURA 36 – RESULTADOS DA APLICAÇÃO DO OVERLAY ÀS VERTENTES EXISTENTES NA MINA

Pela análise da Figura 36 nota-se que não há possibilidade de tombamento de blocos segundo as estruturas (juntas) analisadas. Esta situação ocorre porque não são atendidas as condições mínimas de (MARKLAND, 1972; HOEK e BRAY, 1981; WALTON, 1985) apresentadas no subcapítulo 2.3.

#### 4.5. USOS POTENCIAIS DE APLICAÇÃO DA FERRAMENTA

Conforme descrito no capítulo 2, diversas são as áreas da ciência e tecnologia que tem se utilizado o escâner a laser para análise de elementos espaciais (esculturas, obras de arte, edificações, infra-estrutura urbana, árvores, produtos industriais, etc.).

A análise bibliográfica efetuada, complementada pelos estudos experimentais e de campo efetuados, permite inferir alguns usos potenciais de aplicação da ferramenta escâner a laser na área geológico-geotécnica. Constituem-se, portanto, usos potenciais do escâner a laser na área da geotecnia:

- a) imageamento de taludes em minas, visando à investigação de estruturas que poderiam instabilizar o maciço rochoso;
- b) classificação de maciços rochos pelos métodos de Bieniawski (1974), Barton (1974) e Wickham *et al.* (1974)
- c) o monitoramento à distância de encostas (eventuais escorregamentos ou retroanálise) ou edificações (recalques diferenciais);
- d) a definição de propriedades geométricas (área de superfície, volume, centro de gravidade, etc.) de entes geológicos superficiais expostos (matacões, por exemplo) e seu uso comercial-industrial-científico;
- e) reconhecimento de feições estruturais e estratigráficas,
- f) avaliação da rugosidade de superfícies de ruptura de rochas ou de concreto;
- g) reconhecimento de litotipos, entre outros.

Uma maior automatização do processo de reconhecimento e uso das estruturas identificadas na análise da estabilidade de taludes possibilitaria, por exemplo a aplicação da técnica no cadastramento e monitoramento de cortes de estradas ou túneis sujeitos à queda de blocos de rocha. Ou seja, o emprego do escâner possibilitaria maior segurança ao usuário da via, quiçá poupando vidas, e possibilitaria um planejamento e priorização de ações em áreas de risco, inclusive pela aquisição de dados geológico-estruturais em áreas de difícil acesso.

Sugere-se estudar futuramente o reconhecimento em meio digital de indicadores cinemáticos, tais como estrias, por exemplo, pelo uso do escâner a laser terrestre, de forma a ampliar as possibilidades de utilização da técnica no âmbito da

geologia estrutural. Julga-se que pode ser oportuna para esta análise de viabilidade uma escanerização de detalhe (uma vez que a malha de detalhe gerada será bastante custosa do ponto de vista computacional), da ordem de milímetros ou inferior (com outro escâner mais moderno), de planos com estes indicadores.



## 5. CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES

O estudo geotécnico de taludes em rocha possibilita avaliar sua estabilidade, incrementando segurança para lindeiros, e, no âmbito industrial, permite a elaboração de planos de lavra otimizados, no que toca ao aproveitamento dos minérios, economia e segurança dos trabalhos. O emprego do escâner a laser revelou amplo potencial de aplicação no estudo da estabilidade de taludes. Complementarmente foram investigados alguns outros usos potenciais da ferramenta.

O objetivo inicial de validar a aplicação deste novo método de imageamento foi alcançado, respondendo-se às hipóteses iniciais ao depreender-se que resoluções de malha de levantamento da ordem de centímetros (2 a 5cm) são suficientes para aplicações em estudos geotécnicos de taludes em rocha. Assim, esta nova ferramenta apresenta imediata possibilidade de utilização em escavações de túneis, cortes de rodovias, monitoramento de encostas, entre outras atividades em geotecnia.

O estudo mostrou que a diferença entre a disposição espacial de estruturas medidas em campo e as obtidas junto ao modelo digital são pequenas, de até 3° para mais ou para menos, quer na direção quer no mergulho. Atribui-se esta diferença à escolha melhor ou pior dos pontos sobre o plano analisado utilizados no cálculo de sua atitude.

Destacam-se como principais vantagens da utilização deste novo método a possibilidade de se realizar levantamentos geológico-estruturais a distância, especialmente em áreas onde o acesso é dificultoso ou perigoso, a possibilidade de se trabalhar e consultar *a posteriori* os dados estruturais, dirimindo eventuais dúvidas e complementando a alimentação de modelos matemático-computacionais e a boa precisão na tomada de atitudes de planos de fratura, entre outros.

Outro ponto positivo importante está associado à grande quantidade de dados estruturais que podem ser adquiridos e processados simultaneamente, aumentando o grau de confiabilidade das interpretações. Recomenda-se a utilização de histogramas para rastreamento de erros de transcrição de dados, sempre que estes se fizerem de maneira manual, como no estudo de caso.

Como limitações de aplicação desta técnica, destaca-se que os levantamentos para aquisição dos dados devem acontecer em condições meteorológicas favoráveis, isto é, sem chuva e que o equipamento analisado Cyrax HDS-3000 não deve estar posicionado a distâncias superiores a 100m do objeto a ser imageado. Depreende-se que não podem existir anteparos (árvores, pessoas, outros objetos) dispostos entre o escâner e o objeto, sob pena da imagem adquirida apresentar falhas. Por este motivo é recomendada a utilização de pelo menos duas estações de escanerização, não necessariamente simultâneas, para análise, embora no estudo de caso o uso de uma única estação tenha se mostrado suficiente. Outro ponto é que a referida técnica não dispensa levantamentos de campo, por exemplo para identificação do preenchimento de estruturas, condição de percolação de fluidos, etc.

Os resultados obtidos revelam que a ferramenta mostra-se bastante vantajosa e precisa na medição de atitudes de planos de ruptura. A amplitude de variação das medidas de atitudes tomadas digitalmente mostrou-se compatível com as observadas em campo e a possibilidade de se trabalhar simultaneamente grande quantidade de dados mostra-se um diferencial. As direções preferenciais das medidas obtidas em campo são compatíveis com os resultados da análise digital.

De posse do modelo digital da mina, puderam ser levantados dados geológico-estruturais que subsidiaram a análise de escorregamentos de taludes, segundo estruturas planares ou em cunha, em função da disposição espacial das famílias de juntas reconhecidas na nuvem de pontos gerada pelo escâner. Esta conclusão abre caminho para a aplicação de novos métodos de análise de estabilidade e estudos na área de geologia estrutural.

A análise da estabilidade dos taludes revelou que para as frentes de lavra atualmente existentes na mina, em relação às famílias de estruturas identificadas no modelo digital, os escorregamentos planares poderiam acontecer junto à vertente N40E/70NW, cuja família de estruturas que impõe esta possibilidade é a família de juntas 1, ou seja, orientada para N60E/75SE ou ainda junto à vertente N30E/70SE, com estruturas orientadas para N40E/63NW. As demais vertentes analisadas não possuem risco de escorregamentos planares para as famílias de estruturas avaliadas. Todavia, a análise efetuada recomenda atenção também à família de estruturas nº 5, de orientação N40E/63NW junto à vertente N40E/70NW e às

famílias de estruturas nº 2 e 3, de orientações N15W/60SW e N30E/75SE, respectivamente, junto à vertente N30E/70SE, as quais sob determinadas condições de mergulho e/ou orientação podem facilitar escorregamentos planares.

No que concerne aos escorregamentos em cunha, poderiam provocar instabilidade junto à vertente N40E/70NW associações de estruturas orientadas para N15W/60SW, N60E/75SE, EW/65S e N40E/63NW. Junto à vertente N50W/70NE não há risco de escorregamentos em cunha para as estruturas analisadas. Junto à vertente N50W/70SW todas as estruturas analisadas (N30E/75SE, N15W/60SW, N60E/75SE, EW/65S e N40E/63NW) estão associadas a escorregamentos em cunha. Junto à vertente N30E/70SE, as famílias de estruturas N15W/60SW.

No consentâneo ao tombamento de blocos, a análise efetuada demonstrou que para as estruturas analisadas não há condição geométrico-mecânica para ocorrência deste processo.

Em relação às características geomecânicas do maciço rochoso analisado, conclui-se que a rocha apresenta resistência mecânica à compressão uniaxial influenciada por seu acamamento, embora com dispersão pouco significativa, revelando tensões médias à ruptura de 101MPa na direção perpendicular ao acamamento e de 92,3 MPa na direção paralela ao acamamento. Os planos de ruptura estiveram orientados a 60° e 85° nas condições de compressão perpendicular ou paralela ao acamamento, respectivamente, e o ângulo de atrito interno ( $\phi$ ) calculado é de 30°.

Uma importante constatação inerente à rocha deste maciço é que os veios preenchidos por calcita não se revelaram planos de fraqueza, quando da compressão uniaxial dos corpos de prova. As superfícies de ruptura, em geral, transpassaram tais veios demonstrando que coesão deste processo de cimentação é mais forte que a própria rocha encaixante.

Evidenciou-se uma relação diretamente proporcional, com grau de correlação igual a 98%, entre a ocorrência de estalos e a resistência mecânica da rocha no ensaio de compressão uniaxial. Assim, conclui-se que o número de ocorrências de estalos sonoros pode trazer bons indícios do comportamento mecânico da rocha. A quantidade de estalos foi mais significativa quando a compressão aconteceu na direção perpendicular ao acamamento principal, média de 4,2 contra 2,3 estalos por amostra para a direção paralela ao acamamento. Isto

possivelmente indica a ruptura segundo determinados tipos de estruturas ou minerais (preponderantes em cada condição).

No que concerne à classificação geomecânica do maciço rochoso, o método proposto por Bieniawski (1974) enquadra o maciço ao qual a mina de Saivá pertence à classe III, com um valor de RMR igual a 42. Isto quer dizer que o maciço apresenta condição geral regular, com tempo médio de auto-sustentação de uma semana, 5m de vão, 200 a 300 kPa de coesão e ângulo de atrito na faixa de 25 a 35°, o que se confirmou experimentalmente. Ressalta-se que análise do método revelou que a questão do ajuste para orientação das descontinuidades é sobremaneira importante no processo de classificação.

O método de Wickham *et al.* (1974) forneceu um valor de RSR igual a 71, em uma escala cujo máximo é 100. Assim, o maciço onde a mina Saivá se insere, segundo esta classificação, revela maciço rochoso de boa qualidade, do ponto de vista geomecânico.

De uma maneira geral, o uso da nuvem de pontos referenciados contribuiu para a agilização do processo de medição de espaçamentos interdescontinuidades, utilizado no cálculo do IQR, pelo emprego de linhas de varredura em meio digital. Este se mostrou um diferencial positivo inerente à técnica.

Nos termos da classificação de Barton *et al.* (1974), conclui-se que o maciço da mina Saivá, com um índice de qualidade (Q) igual a 5,6, apresentou um padrão geomecânico igual a “regular”.

Depreende-se dos resultados obtidos nas classificações segundo os métodos de Wickham *et al.* (1974), Barton *et al.* (1974) e Bieniawski (1974), que o maciço da mina Saivá apresenta um padrão geomecânico que varia de regular à muito bom. A classificação de Barton *et al.* (1974) mostrou-se mais conservadora (em favor da segurança), enquanto o método de classificação de Bieniawski (1974) o menos conservador.

Sugere-se para trabalhos futuros a automatização do processo de visualização, registro de coordenadas, medição de atitudes de planos e integração computacional entre as diversas ferramentas utilizadas, inclusive com saídas compatíveis para programas capazes de gerarem, por exemplo, diagramas tipo Schmidt-Lambert ou outros que efetuem diretamente a análise geométrica da estabilidade de taludes em rocha.

## REFERÊNCIAS

- ABELLÁN, A.; VILAPLAN, J.M.; MARTÍNEZ, J. **Application of a long-range Terrestrial Laser Scanner to a detailed rockfall study at Vall de Núria (Eastern Pyrenees, Spain)**. Engineering Geology 88, 2006 p. 136-148
- ASSOCIAÇÃO BRASILEIRA DE NORMAS TÉCNICAS ABNT. **NBR 15845:2010. Rochas para revestimento – Métodos de Ensaio**. Rio de Janeiro, 2010. 32p.
- ARMESTO, J.; ORDÓÑEZ, C.; ALEJANO, L.; ARIAS, P. **Terrestrial laser scanning used to determine the geometry of a granite stability analysis purposes**. Geomorphology 106, 2009 p. 271-277.
- AUTODESK Autocad 2004, Autodesk Incorporated. Conjunto de programas, 2004.
- BARBER, D.; MILLS, J.; VOYSEY-SMITH, S. **Geometric validation of a ground-based mobile laser scanning system**. ISPRS Journal of Photogrammetry & Remote Sensing 63. 2008. p. 128-141.
- BARNEA, S.; FILIN, S. **Keypoint based autonomous registration of terrestrial laser point-clouds**. ISPRS Journal of Photogrammetry & Remote Sensing 63. 2008. p. 19-35.
- BARTON, N.; LIEN, R.; LUNDE, J. **Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support**. Rock Mechanics, v. 6, n. 4, 1974. p. 189-236.
- BARTON, N. **Recent experiences with the Q-System of tunnel support design**. Exploration for rock engineering. Johannesburg: A.A. Balkema, 1976. p. 107-115.
- BERALDIN, J.A.; BLAIS, F.; BOULANGER, P.; COURNOYER, L.; DOMEY, J.; EL-HAKIM, S.F.; GODIN, G.; RIOUX, M.; TAYLOR, J. **Real World modelling through high resolution digital 3D imaging of objects and structures**. ISPRS Journal of Photogrammetry and Remote Sensing 55, 2000. p. 230–250.
- BIENIAWSKI, Z. T. **Geomechanics classification of rock masses and its application to tunneling**. In: Cong. Intl. Soc. Rock Mech., 3, Proceedings, V II-A. Denver, 1974. p. 27-32.
- BIENIAWSKI, Z. T. **Rock mass classification in rock engineering**. Johannesburg: A.A. Balkema, 1976. p. 97-106.
- BIENIAWSKI, Z. T. **Engineering rock mass classifications**. Nova Iorque. Ed. John Wiley & Sons, 1989. 251p.

BIENIAWSKI, Z. T. **Design methodology for rock engineering: principles and practice.** vol. 2 e 3. Editor-in-chief John A. Hudson, 1993. p. 779-793.

BIGARELLA, J. J.; SALAMUNI, R. **Geologia do Pré-Devoniano e intrusivas subseqüentes da porção oriental do Estado do Paraná.** Boletim Paranaense de Geociências 23-25. 1967. p.1-347.

BIGARELLA, J. J.; SALAMUNI, R. **Estudos preliminares na Série Açungui. V – Estruturas organógenas nos dolomitos da Formação Capiru – Estado do Paraná, Dusênia v. 7.** Curitiba, 1956. p. 317-323.

CARNEIRO, C. D. R. (Coord.) **Projeção estereográfica para análise de estruturas.** Unicamp, CPRM, IPT, São Paulo, 1996. 158p.

COELHO, S.; PASSCHIER, C. **Mohr-cyclides, a 3D representation of geological tensors: The examples of stress and flow.** Journal of Structural Geology 30, 2008. p. 580-601

COTE, J.; WIDLÓWSKI, J.; FOURNIER, R. A.; VERSTRAETE, M. M. **The structural and radiative consistency of three-dimensional tree reconstructions from terrestrial lidar.** Remote Sensing of the Environment 113, 2009. p. 1067-1081.

CUNHA, A. P. **Scale effect in rock mechanics. In.: International Workshop on Scale Effects in Rock Masses.** Loen, Noruega, v. 1, Balkema, Rotterdam, 1990. p. 3-27.

CUNHA, A. P. **Efeito de escala na determinação de características mecânicas de fracturas e maciços rochosos fracturados.** Geotecnia, nº 65, 1992. p. 3-19.

DALMOLIN, Q.; DOS SANTOS, D. R. **Sistema lasercanning: conceitos e princípios de funcionamento.** Departamento de Geomática. Ed. UFPR. 3ed. Curitiba, 2004. 97p.

DERBY, O. A.. **A Geologia da Região Diamantífera da Província do Paraná no Brasil.** Arquivos do Museu Nacional, (3). Rio de Janeiro, 1878. p. 89-98.

DEERE, D.U.; HENDRON, A. J.; PATTON, F. D.; CORDING, E. J. **Design of surface and near-surface construction in rock.** In: Symp. Rock Mechanics Am. Inst. Min. Metall & Pet. Eng. 8, Mineapolis, 1967. p. 237-302.

DEERE, D. U. **Technical description of rock cores for engineering purposes.** Rock Mech Eng Geol 1, 1963. p. 17–22.

DUNNING, S. A.; MASSEY, C. I.; ROSSER, N. J. **Structural and geomorphological features of landslides in the Bhutan Himalaya derived from Terrestrial Laser Scanning.** Geomorphology 103, 2009. p. 17-29.

DUYSTER, J. P. StereoNett Versão 2.46. Institut für Geologie, Ruhr-Universität-Bochum. 2000

ENTWISTLE, J. A.; MCCAFFREY, K. J. W.; ABRAHAMS, P. W. **Three-dimensional (3D) visualization: the application of terrestrial laser scanning in the investigation of historical Scottish farming townships.** Journal of Archaeological Science 36, 2009. P. 860-866.

FARDIN, N.; STEPHANSSON, O; JING, L.. **The scale dependence of rock joint surface roughness.** International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 38, 2001. p. 659-669.

FARDIN, N.; FENG, Q.; STEPHANSSON, O. **Application of a new in situ 3D laser scanner to study the scale effect on the rock joint surface roughness.** International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 41, 2004. p. 329-335.

FASSBINDER, E. **A unidade Água Clara no contexto do Grupo Açungui: um modelo transpressivo de colisão oblíqua no Neoproterozóico paranaense.** Tese de doutoramento. Universidade de São Paulo. Instituto de Geociências. São Paulo, 1996. 207p.

FIGUEIRA, E. G. **Modelagem geoestatística da mina Saivá, Rio Branco do Sul, PR.** Dissertação de Mestrado. Universidade Federal do Paraná. Curitiba, 1999. 125p.

FIORI, A. P. **Mapa geológico-estrutural do Grupo Açungui.** Arquivo pessoal do autor. Curitiba, 2010.

FIORI, A. P.; CARMIGNANI, L. **Fundamentos de mecânica dos solos e das rochas: aplicações na estabilidade de taludes.** Universidade Federal do Paraná. 2ª ed. Editora UFPR. Curitiba, 2009. 604p.

FIORI, A.P.; GASPAR, L. A. **Considerações sobre a estratigrafia do Grupo Açungui (Proterozóico Superior), Paraná, Sul do Brasil.** Boletim JG-USP, Série Científica, v. 24 São Paulo, 1993. p.1-19.

FIORI, A. P. **O Sistema de Dobramento Apiaí, Estado do Paraná.** Revista Brasileira de Geociências 23, 1993. p. 5-17.

FIORI, A. P. **Tectônica e estratigrafia do Grupo Açungui a norte de Curitiba.** Universidade de São Paulo. Tese de livre-docência. Instituto de Geociências. São Paulo, 1990. 261p.

FIORI, A.P; REIS NETO, J. M.; MONASTIER, M. S.; CAMARGO, E. C. **Aspectos Estruturais e estratigráficos do Grupo Açungui e da Formação Itaiacoca no Estado do Paraná.** Texto Final de Projeto de Pesquisa. Convênio UFPR-Mineropar. Curitiba, 1987. 191p.

FRANCESCHI, M.; TEZA, G.; PRETO, N.; PESCI, A.; GALGARO, A.; GIRARDI, S. **Discrimination between marls and limestones using intensity data from terrestrial laser scanner.** ISPRS Journal of Photogrammetry and Remote Sensing 64, v.6, 2009. p. 1-7.

GONZATTI, C. **Proposta para a estimativa da resistência à compressão uniaxial in situ de camadas de carvão com a utilização de geofísica.** Tese de doutorado, Universidade de São Paulo. São Carlos, 2007, 274p.

GRIFFITH, A. A. **The phenomena of rupture and flow in solids.** Philosophical Transactions Royal Society v. A221. Londres, 1921. p. 163-198.

HAE-SIK, J., SEONG-SEUNG, K., YUZO, O. **Influence of surrounding environments and strain rates on the strength of rocks subjected to uniaxial compression.** International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 44, 2007. p 321–331.

HOEK, E.; BRAY, J. W. **Rock slope engineering.** 3 ed. London: Institution of Mining and Metallurgy, 1981. 358p.

HOEK, E.; MARINOS, P.; BENISSI, M. **Applicability of the geological strength index (GSI) classification for very weak and sheared rock masses: the case of the Athens schist formation.** Bull Eng. Geol. Environ. 57, 1998. p. 151–60.

HUNGR, O. **CLARA: Slope stability analysis in two or three dimensions.** Vancouver, BC, Canada: Geotechnical Research Inc.; 1988.

JABOYEDOFF, M.; COUTURE, R.; LOCAT, P. **Structural analysis of Turtle Mountain (Alberta) using digital elevation model: Toward a progressive failure.** Geomorphology 103, 2009. p. 5-16.

JOLLY, R. J. H.; SANDERSON, D. J. **A Mohr Circle construction for opening or pre-existing fracture.** Journal of Structural Geology. v 19, n. 6, 1997. p. 887-892.

KALENCHUK, K. S.; DIEDERICHS, M. S.; MCKINNON, S. **Characterizing block geometry in jointed rockmasses.** International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 43, 2006. p. 1212-1225.

KARAKUL, H., ULUSAY, R., ISIK, N. S. **Empirical models and numerical analysis for assessing strength anisotropy based on block punch index and uniaxial compression tests.** International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 47, 2010. p.657–665

LAEFER, D. F.; HINKS, T.; CARR, H. **New possibilities for damage prediction from tunnel subsidence using aerial LIDAR data.** Proceedings of the International Geotechnical Conference, v.2, Moscow, 2010. p. 622-629.

LATO, M.; DIEDERICHS, M. S.; HUTCHINSON, D. J.; HARRAP, R. **Optimization of LIDAR scanning and processing for automated structural evaluation of**



**discontinuities in rockmasses.** International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 46, 2009. p. 194-199.

LEICA Cyrax Cyclone versões 5.1 e 5.2 e escâner terrestre HDS3000. Leica Geosystems HDS LLC. Conjunto de programas e equipamentos, 2005.

LERMA, J. L.; NAVARRO, S.; CABRELLES, M.; VILLAVERDE, V. **Terrestrial laser scanning and close range photogrammetry for 3D archaeological documentation: the Upper Palaeolithic Cave of Parpalló as a case study.** Journal of Archaeological Science 37, v. 2, 2009. p. 1-9.

LI, J.; GUO, Y.; ZHU, J.; LIN, X.; XIN, Y.; DUAN, K.; TANG, Q. **Large depth-of-view portable three-dimensional laser scanner and its segmental calibration for robot vision.** Optics and Lasers in Engineering 45, 2007. p. 1077-1087.

LI, Y., XIA, C. **Time-dependent tests on intact rocks in uniaxial compression.** International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences 37, 2000. p. 467-475.

LICHTI, D. D. **A method to test differences between additional parameter sets with a case study in terrestrial laser scanner self calibration stability analysis.** ISPRS Journal of Photogrammetry & Remote Sensing 63, 2008. p. 169-180.

LIM, E. H.; SUTER, D. **3D terrestrial LIDAR classifications with super-voxels and multi-scale Conditional Random Fields.** Computer-Aided Design, 2009. p. 1-10.

LIU, Y.; CHEN, C. **A new approach for application of rock mass classification on rock slope stability assessment.** Engineering Geology 89, 2007. p. 129-143.

LONDE, P. **Analysis of the stability of rock slopes.** In: The mechanics of rock slopes and foundations. London, Imperial College, Lecture 3, 1971 p. 48-89.

MARKLAND, J.T. **A useful technique for estimating the stability of rock slopes when the ridge wedge sliding type of failure is expected.** Imperial College Rock Mechanics Research Report, nº 19. Londres, 1972. 10p.

MARINOS, P.; HOEK, E. **GSI - a geologically friendly tool for rock mass strength estimation.** In: Proceedings of the geological engineering 2000 conference, Melbourne, 2000. p.1422-1446.

MARINOS, P.; HOEK, E. **Estimating the geotechnical properties of heterogeneous rock masses such as flysch.** Bull Eng. Geol. Environ. 60. 2001. p. 85-92.

MARINOS, V.; MARINOS, P.; HOEK, E. **The geological strength index: applications and limitations.** Bull. Eng. Geol. Environ. 64. 2005. p. 55-65.

MARINOS, P.; HOEK, E; MARINOS, V.; **The Variability of the engineering properties of rock masses quantified by Geological Strength Index: the case of**

**ophiolites with special emphasis on tunneling.** Bulletin of Engineering Geology and the Environment 65. 2006. p. 129-142.

MATHWORKS. Matlab 7.0. Mathematical Computing Software, 2008.

MEZZOMO, E. **Integração de modelos numéricos para caracterização do arcabouço geológico 3D na porção Centro-Leste da Bacia do Paraná.** Dissertação de Mestrado. Universidade Federal do Paraná. Curitiba, 2007. 98p.

MEUNIER, P.; TACK, D.; RICCI, A.; BOSSI, L.; ANGEL, H. **Helmet accommodation analysis using 3D laser scanning.** Applied Ergonomics 31, 2000. P. 361-369.

MICROSOFT Office Excel 2007, Microsoft Corporation. Conjunto de programas, 2007.

MOHR, O. **Über die Darstellung des Spannungszustandes und des Deformation-zustandes eines Körper-elementes und über die Anwendung derselben in der Festigkeit-slehre.** Civilingenieur 28, 1882. p. 113-115.

MOHR, O. **Welch Umstände bedingen die Elastizitätsgrenze und den Bruch eines Materials?** Zeitschrift Verein Deutsch Ingenieur 44, 1900. p. 1524-1530; 1572-1577.

MOHR, O. **Abhandlungen aus dem Gebiete der technische Mechanik,** 2nd edn. Ernst und Sohn, Berlin, 1914.

NAGALLI, A.; FIORI, A. P.; ROSTIROLLA, S. P.; PIERIN, A. R. H. **Utilização de 3D laser scanner para aquisição de dados geológico-estruturais no desenvolvimento de modelo geomecânico - Estudo de caso da Mina Saivá, Paraná.** Anais do 44º Congresso Brasileiro de Geologia. Curitiba, 2008.

NILFOROUSHAN, F.; KOYI, H.A.; SWANTESSON, J. O. H.; TALBOT, C.J. **Effect of basal friction on surface and volumetric strain in models of convergent settings measured by laser scanner.** Journal of Structural Geology 30. 2008. p. 366-379.

NONATO, C. A. **Contribuição à caracterização geológica-mecânica no Quadrilátero Ferrífero.** Tese de doutorado. Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, 2002. 186p.

PANTELIDIS, L. **Rock slope stability assessment through rock mass classification systems.** International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 46, 2009. p. 315-325.

PARONUZZI, P.; SERAFINI, W. **Stress state analysis of a collapsed overhanging rock slab: A case study.** Engineering Geology 108, 2009. p. 65-75.

PESCI, A.; MASSIMO, F.; CONFORTI, D.; LODDO, F. **Integration of ground-based laser scanner and aerial digital photogrammetry for topographic modeling of**

**Vesuvio volcano.** Journal of Volcanology and Geothermal Research 162, 2007. p. 123-138.

PIERIN, A.R.H.; ROSTIROLLA, S.P.; MANCINI, F.; MEZZOMO, E. **Laser Scanner: Processo de Imageamento, Obtenção de Dados Estruturais e Correlação com Dados de Campo.** I Workshop Projeto Amazonas. UFPR-Petrobrás. Curitiba, 2007.

PRIEST, S. D.; HUDSON, J. A. **Discontinuity spacing in rock.** Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr., 13, 1976. p. 135-148.

PRIEST, S. D.; HUDSON, J. A. **Estimation of discontinuity spacing and trace length using scanline surveys.** Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr., 18, 1981. p. 183-197.

ROCKWARE Rockworks 14, RockWare Incorporated. Conjunto de programas, 2008.

ROMANA, M. **A geomechanical classification for slopes (SMR).** Commission of the European Communities: Course on Slope instability and the other natural hazards Valência, 1985. p. 101-123.

SCHOLL W. V. **Geologia do Grupo Açungui na região a noroeste de Rio Branco do Sul, Paraná.** In: SIMP. REG. GEOL, 3. Atas. SBG. v. I Curitiba, 1981. p. 170-184.

SCHUEREMANS, L.; GENECHTEN, B. V. **The use of 3D-laser scanning in assessing the safety of masonry vaults – A case study on the church of Saint Jacobs.** Optics and Lasers in Engineering 47, 2009. p. 329-335.

SILVA, R. E. C.; MARGUERON, C. **Estudo Geológico -Técnico de uma Pedreira de Rocha Ornamental no Município de Santo Antônio de Pádua – Rio de Janeiro.** Anuário do Instituto de Geociências – UFRJ. v. 25. Rio de Janeiro, 2002. p. 151 -171.

SINGH, S., WEST, J. **Cyclone: a laser scanner for mobile robot navigation.** Carnegie Mellon University, Robotics Institute Technical Report, CMU-RI-TR-91, 1991; 18p.

SINGH, A. **FRHI - a system to evaluate and mitigate rockfall hazard in stable rock excavations.** Journal Div. Civ. Eng. Inst. Eng. 85. India, 2004; p. 62–75

SMITH, J. V. **Determining the size and shape of blocks from linear sampling for geotechnical rock mass classification and assessment.** Journal of Structural Geology 26, 2004. p. 1317–1339.

SOARES, P. C.; FIORI, A. P.; CARMIGNANI, L.; ROSTIROLLA, S. P. **A geotectonic view of Ribeira and Dom Feliciano belts.** Revista Brasileira de Geociências, São Paulo, v. 30, n. 1 , 2000; p. 130-134.

SOSSAI, F. J. M. **Caracterização de rochas para uso na construção civil.** Dissertação de mestrado. Universidade Federal de Viçosa. Viçosa, 2006, 102p.

STAIGER, R. **Terrestrial laser scanning technology, systems and applications.** 2nd FIG Regional Conference, Marrocos, 2003. Disponível em [http://www.fig.net/pub/morocco/proceedings/TS12/TS12\\_3\\_staiger.pdf](http://www.fig.net/pub/morocco/proceedings/TS12/TS12_3_staiger.pdf). Acesso em 15 de setembro de 2009.

STEAD, D.; EBERHARDT, E.; COGGAN, J. S. **Developments in the characterization of complex rock slope deformation and failure using numerical modeling techniques.** Engineering Geology 83, 2006. p. 217-235.

STURZENEGGER, M.; STEAD, D. **Close-range terrestrial digital photogrammetry and terrestrial laser scanning for discontinuity characterization on rock cuts.** Engineering Geology 106, 2009. p. 163-182.

STURZENEGGER, M.; SARTORI, M.; JABOYEDOFF, M.; STEAD, D. **Regional deterministic characterization of fracture networks and its application to GIS-based rock fall risk assessment.** Engineering Geology 94, 2007. p. 201-214.

TAVALLALI, A., VERVOORT, A. **Effect of layer orientation on the failure of layered sandstone under Brazilian test conditions.** International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 47, 2010. p 313–322.

TERZAGHI, K. **Introduction to tunnel geology:** in Rock tunneling with steel supports by R. Proctor and T. White. vol.1. Youngstown, Ohio: Youngstown Printing Co. 1946 p.19–99.

TEZA, G.; PESCI, A.; GENEVOIS, R.; GALGARO, A. **Characterization of landslide ground surface kinematics from terrestrial laser scanning and strain field computation.** Geomorphology 97, 2008 p.424-437.

THOMAZ, J.E. **A general method for three dimensional slope stability analysis.** Information Report JHRP-86-4, Purdue University, West Lafayette, IN, USA, 1986.

TURANBOY, A.; GÖKAY, M. K.; ÜLKER, E. **An approach to geometrical modeling of slope curves and discontinuities.** Simulation Modelling Practice and Theory 16, 2008. p. 445-461.

VOTORANTIM CIMENTOS. **Levantamento de estruturas da mina Saivá.** Relatório Interno. Rio Branco do Sul, 2010.

XIE, M.; ESAKI, T.; QIU, C.; JIA, L. **Spatial three-dimensional landslide susceptibility mapping tool and its applications.** Earth Science Frontiers 14, 2007. p. 73-84.

XIE, M.; ESAKI, T.; QIU, C.; WANG, C. **Geographical information system-based computacional implementation and application of spatial three-dimensional slope stability analysis.** Computers and Geotechnics 33, 2006. p. 260-274.

YANG, S.Q., DAI, Y.H., HAN, L.J., JIN, Z.Q. **Experimental study on mechanical behavior of brittle marble samples containing different flaws under uniaxial compression.** Engineering Fracture Mechanics 76, 2009. p. 1833–1845.

YOON, J.; SAGONG, M.; LEE, J. S.; LEE, K. **Feature extraction of a concrete tunnel liner from 3D laser scanning data.** NDT&E International 42, 2009. p. 97-105.

YOSHINAKA, R., OSADA, M., PARK, H., SASAKI, T., SASAKI, K. **Practical determination of mechanical design parameters of intact rock considering scale effect.** Engineering Geology 96, 2008. p.173–186.

WALTON, G. **Technical review of the stability and hydrogeology of mineral workings.** Department of Mining Engineering. Nottingham University, 1985. 245p.

WICKHAM, G. E.; TIEDEMANN, H. R.; SKINNER, E. H. **Support determinations based on geologic predictions.** Proc. 1st Am. Rapid Excav. and Tunneling Conf., Chicago, 1972. p. 43-64.

WICKHAM, G. E.; TIEDEMANN, H. R.; SKINNER, E. H. **Ground support prediction model, RSR Concept.** Proc. Rapid Excav. Tunneling Conf. AIME, Nova Iorque, 1974. p. 691-707.

WITTKE, W. **General report on the Symposium Percolation through fissured rocks.** Bull. Intern. Assoc. Eng. Geol., n. 7, 1973. p. 3-28.

ZHOUA, J. W., XUB, W. Y., YANGA, X. G. **A microcrack damage model for brittle rocks under uniaxial compression.** Mechanics Research Communications 37, 2010. p. 399–405.

## APÊNDICES

<b>1. Feições Planares Identificadas no Imageamento .....</b>	<b>125</b>
<b>2. Memorial de Cálculo da Inclinação das Vertentes.....</b>	<b>137</b>

## **1. Feições Planares Identificadas no Imageamento**

**QUADRO DE ATITUDES DOS PLANOS IDENTIFICADOS NA ÁREA TESTE –  
GRUPO A**

ID	X1	Y1	Z1	X2	Y2	Z2	X3	Y3	Z3	DIREÇÃO	MERGULHO
PLANO 1	40384	39662	7005	40941	39755	6325	41266	40087	7005	64,30	76,90
PLANO 2	40616	40028	8493	40365	39764	7716	41641	40407	7794	63,80	80,80
PLANO 3	39204	38574	4754	38660	37967	3154	41081	39144	3331	64,80	78,80
PLANO 4	45692	41843	8303	45788	41886	8365	45766	41910	8497	73,40	77,50
PLANO 5	45680	41725	7783	45769	41762	7814	45707	41749	7885	69,80	82,60
PLANO 6	43768	41152	5788	43750	41094	5532	43652	41045	5506	65,90	79,90
PLANO 7	43523	41659	9002	43525	41640	8937	43420	41561	8855	62,90	74,70
PLANO 8	43598	41203	6426	43607	41232	6541	43675	41275	6580	62,90	79,30
PLANO 9	44174	41508	6669	44185	41497	6574	44132	41469	6551	65,50	81,30
PLANO 10	43472	41317	7121	43487	41289	6992	43367	41218	6914	67,30	76,20
PLANO 11	43952	41366	6417	43883	41302	6250	44038	41382	6282	64,50	80,50
PLANO 12	44092	41116	4970	44204	41135	4853	44037	41065	4870	66,00	76,40
PLANO 13	43214	40762	5148	43353	40829	5161	43262	40744	4978	65,30	77,90
PLANO 14	42827	40317	4173	42700	40261	4118	42720	40218	3903	71,20	77,60
PLANO 15	43347	40531	4117	43394	40533	4026	43303	40490	3990	68,20	80,30
PLANO 16	45995	41225	4155	45963	41174	4037	45868	41111	3981	64,10	74,90
PLANO 17	46672	41568	4333	46685	41537	4203	46594	41499	4163	73,30	75,60
PLANO 18	46376	41350	3966	46457	41378	3941	46451	41416	4088	66,70	75,80
PLANO 19	45724	41152	4410	45626	41107	4403	45618	41058	4240	66,30	75,70
PLANO 20	46467	41816	5496	46304	41734	5530	46377	41736	5323	61,60	81,00
PLANO 21	46815	42009	7249	46746	41971	7157	46773	41973	7026	65,90	86,00
PLANO 22	43782	42225	11629	43702	42169	11529	43711	42157	11431	63,90	81,40
PLANO 23	43684	42003	10478	43544	41912	10386	43567	41892	10273	64,80	76,10
PLANO 24	44683	42058	9953	44507	42002	9991	44555	41939	9729	68,90	73,80
PLANO 25	44413	42044	10231	44392	42002	10125	44345	41980	10116	67,80	73,70
PLANO 26	43956	42004	10009	43980	41983	9879	43882	41934	9862	65,40	77,40
PLANO 27	41739	41381	11159	41760	41339	10935	41601	41245	10808	67,70	78,20
PLANO 28	39885	39597	8131	39782	39557	8147	39849	39562	7975	67,80	83,10
PLANO 29	40869	39404	4771	40636	39302	4796	40759	39300	4522	65,30	79,00
PLANO 30	39464	38532	3915	39823	38602	3517	39275	38350	3482	66,00	78,30



**QUADRO DE ATITUDES DOS PLANOS IDENTIFICADOS NA ÁREA TESTE –  
GRUPO B**

ID	X1	Y1	Z1	X2	Y2	Z2	X3	Y3	Z3	DIREÇÃO	MERGULHO
PLANO 31	66366	31139	11645	66339	31002	11785	66404	30929	11711	340,8	63,2
PLANO 32	66212	31215	11206	66300	31048	11187	66297	31151	11041	333,9	73,7
PLANO 33	66347	31009	11038	66373	30917	11073	66318	30974	11186	338,6	75,0
PLANO 34	66388	30839	11799	66438	30841	11710	66416	30956	11678	340,7	61,7
PLANO 35	65086	32683	11343	65193	32717	11170	65126	32808	11224	341,7	57,0
PLANO 36	65079	32763	11310	65160	32700	11221	65109	32674	11308	342,2	57,0
PLANO 37	64751	33065	11905	64725	33167	11900	64755	33152	11815	344,9	73,6
PLANO 38	62628	33484	9442	62679	33428	9370	62695	33605	9213	342,3	66,3
PLANO 39	62337	34064	9202	62378	33959	9180	62382	34046	9112	343,4	67,1
PLANO 40	62321	34074	9462	62316	34135	9430	62332	34081	9428	344,2	69,8
PLANO 41	62449	33723	9588	62444	33742	9588	62467	33733	9533	345,3	70,1
PLANO 42	62042	34745	9269	62062	34757	9215	62054	34710	9269	341,1	67,1
PLANO 43	61576	35610	9141	61582	35506	9155	61584	35594	9105	355,3	79,5
PLANO 44	62370	32873	8348	62354	33009	8243	62402	32910	8225	337,5	70,4

**QUADRO DE ATITUDES DOS PLANOS IDENTIFICADOS NA ÁREA TESTE –  
GRUPO C**

ID	X1	Y1	Z1	X2	Y2	Z2	X3	Y3	Z3	DIREÇÃO	MERGULHO
PLANO 45	63176	32755	8230	63112	32720	8305	63092	32668	8282	32,3	64,7
PLANO 46	63175	32816	8316	63140	32693	8213	63188	32801	8224	25,0	78,9
PLANO 47	63137	32796	8357	63075	32621	8268	63197	32746	8175	31,2	67,0

**QUADRO DE ATITUDES DOS PLANOS IDENTIFICADOS NA ÁREA TESTE –  
GRUPO D**

ID	X1	Y1	Z1	X2	Y2	Z2	X3	Y3	Z3	DIREÇÃO	MERGULHO
PLANO 100	42331	-58615	10268	42301	-58574	10390	42272	-58596	10373	63,9	67,7
PLANO 101	42427	-58469	10462	42144	-58759	10175	42573	-58669	9812	59,9	69,2
PLANO 102	42540	-58319	10641	42498	-58322	10673	42574	-58364	10500	68,9	69,0
PLANO 103	42628	-58437	10290	42570	-58511	10182	42734	-58582	9814	63,4	69,6
PLANO 104	42463	-58982	9206	42397	-58768	9808	42071	-58873	9980	61,6	70,0
PLANO 105	42865	-58239	10399	42722	-58259	10537	42970	-58361	9996	60,0	68,6
PLANO 106	41149	-59550	9631	41344	-59545	9387	41478	-59293	9795	60,5	69,4
PLANO 107	41993	-59109	9536	41766	-59322	9340	42110	-59272	8987	60,1	70,0
PLANO 108	41450	-59569	9192	41655	-59386	9338	41512	-59752	8680	59,6	69,7
PLANO 109	42845	-58578	9677	42747	-58722	9442	42911	-58668	9356	61,9	71,0
PLANO 110	42524	-58786	9562	42855	-58775	9158	42674	-58931	9050	59,5	68,6
PLANO 111	43058	-58530	9501	42936	-58396	9960	42793	-58447	10046	57,6	68,8
PLANO 112	41935	-58933	10012	41886	-59209	9447	42211	-59288	8812	58,7	69,6
PLANO 113	40519	-59948	9572	40785	-59792	9575	40701	-59957	9309	59,8	69,3
PLANO 114	41811	-59041	9941	41609	-59133	9991	41828	-59096	9782	60,9	70,5
PLANO 115	41007	-59601	9701	40723	-59796	9645	41175	-59811	8975	58,9	69,8
PLANO 116	41901	-59543	8631	41440	-59522	9317	41833	-59416	9020	59,2	69,7
PLANO 117	41172	-59424	9896	41321	-59322	9934	41284	-59552	9456	60,2	69,2
PLANO 118	41857	-59356	9144	42190	-59351	8705	41954	-59493	8684	60,6	70,0
PLANO 119	42235	-59100	9257	42301	-59192	8937	41997	-59207	9307	61,9	70,7
PLANO 120	42620	-58764	9492	42418	-58889	9471	42558	-59081	8854	60,2	69,1
PLANO 121	42998	-58571	9501	42705	-58666	9655	42970	-58779	9020	61,8	70,5
PLANO 122	42594	-58483	10220	42360	-58624	10215	42029	-58972	9802	59,3	72,5
PLANO 123	43418	-58190	9792	43246	-57962	10529	42977	-58238	10260	59,8	69,0
PLANO 124	43317	-57876	10600	43420	-58012	10198	43160	-58119	10299	58,9	67,1
PLANO 125	43264	-58167	10073	43007	-58096	10543	42851	-58679	9427	61,6	68,5
PLANO 126	43285	-57864	10744	42751	-58975	8857	40923	-59671	9646	60,5	69,5
PLANO 127	43003	-58669	9233	41950	-58831	10242	41270	-59724	9067	60,4	69,4
PLANO 128	40668	-60069	9077	41324	-59897	8588	40909	-59555	10261	63,0	73,6
PLANO 129	41779	-58903	10403	42612	-58263	10676	42645	-58892	9156	57,9	70,1

**QUADRO DE ATITUDES DOS PLANOS IDENTIFICADOS NA ÁREA TESTE –  
GRUPO E**

ID	X1	Y1	Z1	X2	Y2	Z2	X3	Y3	Z3	DIREÇÃO	MERGULHO
PLANO 150	8396	-71175	1788	8408	-71271	1490	8145	-71336	1674	64,1	72,9
PLANO 151	8335	-71226	1739	8546	-71156	1569	8295	-71322	1507	59,7	74,9
PLANO 152	8072	-71292	1943	8066	-71386	1643	8328	-71170	1939	64,3	74,7
PLANO 153	8833	-71021	1484	8822	-70932	1782	8676	-71120	1470	59	74,6
PLANO 154	9563	-70553	1542	9599	-70695	1228	9493	-70651	1429	60,5	65,8
PLANO 155	11776	-69373	849	11786	-69433	702	11702	-69427	832	57,9	69,1
PLANO 156	27099	-64744	3181	26967	-64886	3058	27334	-64655	3091	59,8	65,4
PLANO 157	28571	-64228	2609	28436	-64453	2383	28796	-64161	2470	56,3	63,6
PLANO 158	28938	-64084	2451	28944	-64288	2185	29270	-63908	2414	58,3	56,4
PLANO 159	29224	-63807	2588	29181	-64056	2238	29532	-63708	2465	60	61
PLANO 160	29342	-63979	2202	29183	-63847	2572	28656	-64373	2259	57,9	62,1
PLANO 161	27478	-64718	2880	27650	-64802	2563	28213	-64434	2666	61,2	63,7
PLANO 162	30721	-63049	2389	30759	-63127	2107	30410	-63267	2304	58,9	73
PLANO 163	29897	-63517	2392	30005	-63538	2252	30460	-63289	2198	58,1	61,9
PLANO 164	31612	-62596	2104	31668	-62707	1750	31428	-62746	2034	56,7	70,8
PLANO 165	31041	-62893	2264	30892	-63034	2134	31315	-62802	2069	58,7	71,7
PLANO 166	31991	-62561	3397	32038	-62653	3258	32280	-62419	3289	49,8	54,1
PLANO 167	31447	-62948	3501	31487	-63032	3369	31713	-62763	3437	47,5	56
PLANO 168	20266	-67667	5008	20304	-67851	4682	19819	-67973	4949	59	61,5
PLANO 169	19608	-68077	4988	19717	-68134	4814	20378	-67728	4800	57,8	58,6
PLANO 170	20748	-67480	4810	20809	-67615	4551	20393	-67718	4799	57	60,5
PLANO 171	20296	-67948	4543	19946	-68027	4757	20513	-67622	4833	57,9	61
PLANO 172	19327	-68393	4860	20051	-67815	4979	20494	-67807	4557	55,6	60
PLANO 173	-9383	-79531	3228	-9545	-79975	2849	-8963	-79492	2774	47,1	60,4
PLANO 174	-9606	-79876	3044	-9264	-79909	2610	-9246	-79596	2978	47,2	59,4
PLANO 175	-10125	-80539	2669	-10167	-80724	2512	-9978	-80531	2522	45,8	56,6
PLANO 176	-9943	-80401	2646	-10049	-80660	2455	-10238	-80696	2621	47,1	58,4
PLANO 177	-8894	-79519	2649	-9611	-79766	3186	-9468	-80101	2598	46,7	59,8
PLANO 178	-6425	-80366	7270	-6606	-80564	6996	-6321	-80421	6981	62,5	71,5
PLANO 150	8396	-71175	1788	8408	-71271	1490	8145	-71336	1674	64,1	72,9

**QUADRO DE ATITUDES DOS PLANOS IDENTIFICADOS NA ÁREA TESTE –  
GRUPO F**

ID	X1	Y1	Z1	X2	Y2	Z2	X3	Y3	Z3	DIREÇÃO	MERGULHO
PLANO 200	-8375	-82733	8291	-8635	-82708	8293	-8688	-82858	8459	275,9	47
PLANO 201	-8283	-82753	8311	-8362	-82606	8185	-8592	-82663	8249	273,7	41,7
PLANO 202	-8164	-82310	7928	-7851	-82348	7947	-8058	-82183	7802	273,3	43,5
PLANO 203	-7966	-82192	7802	-8021	-82186	7802	-7853	-82370	7969	276,2	45,4
PLANO 204	-5516	-81997	10962	-5603	-82072	11012	-5631	-81952	10883	253,8	46,4

**QUADRO DE ATITUDES DOS PLANOS IDENTIFICADOS NA ÁREA TESTE –  
GRUPO G**

ID	X1	Y1	Z1	X2	Y2	Z2	X3	Y3	Z3	DIREÇÃO	MERGULHO
PLANO 200	-71360	42399	10100	-70779	42194	9700	-70879	42817	9687	349,3	36,9
PLANO 201	-70568	43029	9424	-70247	42927	9203	-70353	43323	9215	347,2	37,3
PLANO 202	-72130	41988	10732	-71628	41856	10386	-71585	42438	10249	346,2	37,2
PLANO 203	-69705	43843	8616	-69982	43638	8874	-69749	43492	8722	345,3	38,9

**QUADRO DE ATITUDES DOS PLANOS IDENTIFICADOS NA ÁREA TESTE –  
GRUPO H**

ID	X1	Y1	Z1	X2	Y2	Z2	X3	Y3	Z3	DIREÇÃO	MERGULHO
PLANO 250	-92324	43145	21028	-92541	43013	20492	-92352	43519	20540	198,9	73,1
PLANO 251	-92565	42410	20805	-92673	42544	20235	-92345	43430	20962	190,2	77,1
PLANO 252	-91805	44409	21627	-92264	43711	20622	-91667	45627	20906	195,2	75,5
PLANO 253	-91465	46065	19743	-91364	46477	19568	-91064	46857	20265	199,2	77,2
PLANO 254	-91316	46249	20055	-91262	46654	19698	-90942	47055	20504	198,6	77,7
PLANO 255	-93560	43768	25835	-93557	44046	24146	-92883	45235	25841	204,8	86,1
PLANO 256	-93293	44223	25970	-93255	44420	25276	-93023	44936	26132	200,2	87,3
PLANO 257	-92652	45859	26213	-92632	46067	25193	-92218	46667	26146	208,6	85,4
PLANO 258	-94225	42039	25433	-94379	41810	24040	-94717	41024	25233	205,6	88,4
PLANO 259	-94452	41524	25515	-94652	41122	24259	-94352	41798	24630	203,4	88,9
PLANO 260	-95436	40082	26052	-95548	39832	25388	-95218	40286	25522	37,3	84,6
PLANO 261	-95211	40388	26051	-95493	39872	25193	-95278	40120	24548	33,9	86,4
PLANO 262	-94924	40689	24978	-95164	40177	24054	-94871	40730	24126	28,1	88,2
PLANO 263	-94558	41379	23891	-94832	40861	23348	-94621	41299	23425	205,3	87,2
PLANO 264	-93972	42629	23785	-94269	41973	23353	-94048	42492	23088	203,6	88,8
PLANO 265	-94019	42543	23313	-94728	41007	24573	-94926	40689	23269	206	88,3
PLANO 266	-96295	38555	25458	-96232	38446	24542	-95406	39393	24426	40,4	82,6
PLANO 267	-95832	39063	25422	-96343	38321	24452	-95540	39154	23879	41	84,1
PLANO 268	-95466	39270	24139	-95873	38680	23782	-95533	39129	23319	35,6	88,1
PLANO 269	-96678	38286	26232	-96582	38375	26070	-96712	38195	25936	39,5	83,9

**QUADRO DE ATITUDES DOS PLANOS IDENTIFICADOS NA ÁREA TESTE –  
GRUPO I**

ID	X1	Y1	Z1	X2	Y2	Z2	X3	Y3	Z3	DIREÇÃO	MERGULHO
PLANO 301	-97936	38402	28109	-98031	38311	27762	-97724	38659	27784	221,3	88,1
PLANO 302	-97585	38817	27912	-97890	38447	27590	-97885	38468	27932	40,6	88,3
PLANO 303	-97660	38761	27630	-97791	38580	28110	-97625	38769	28003	222,6	86,9
PLANO 304	-96475	38987	26711	-96534	38905	26592	-96435	39014	26620	43,5	83,5
PLANO 305	-96373	39093	26697	-96423	39029	26557	-96524	38922	26696	41,5	88
PLANO 306	-96189	39527	26739	-96238	39462	26597	-96270	39433	26728	41	87,7
PLANO 307	-96185	40867	27717	-96421	40603	27599	-96281	40779	27562	219,6	83,4
PLANO 308	-97222	39269	27594	-97258	39218	27532	-97220	39288	27530	208,7	83,4
PLANO 309	-95881	42542	28310	-95705	42788	28487	-95774	42906	28218	202	68,1
PLANO 310	-95804	42551	28485	-95592	43084	28343	-95739	42977	28260	212,9	51,8
PLANO 311	-93025	48718	29076	-93187	48534	28557	-92995	48880	28682	206,9	83,3
PLANO 312	-92667	49446	28676	-92787	49174	28990	-92882	49089	28532	209,3	84,8
PLANO 313	-93229	48400	28657	-92905	48967	28907	-92978	48938	28536	206,7	82
PLANO 314	-92543	49694	28593	-92617	49487	28926	-92857	49143	28533	209,1	83,8
PLANO 315	-93439	48107	28606	-93232	48401	28914	-93243	48451	28517	210,8	85
PLANO 316	-89934	54389	29935	-89998	54262	29777	-89864	54561	29789	204,1	87,6

**QUADRO DE ATITUDES DOS PLANOS IDENTIFICADOS NA ÁREA TESTE –  
GRUPO J**

ID	X1	Y1	Z1	X2	Y2	Z2	X3	Y3	Z3	DIREÇÃO	MERGULHO
PLANO 401	-84761	56246	27891	-84829	56150	27722	-84732	56086	27861	164	61,5
PLANO 402	-84790	56219	27810	-84735	55970	27845	-84817	56047	27704	171,4	63,7
PLANO 403	-85189	55680	28181	-85195	55496	28176	-85229	55612	28117	180,9	58,7
PLANO 404	-85175	55648	28215	-85212	55672	28141	-85204	55479	28153	179,4	63,6
PLANO 405	-84762	57580	29448	-84808	57490	29338	-84810	57397	29365	186,6	72,2
PLANO 406	-84776	57494	29417	-84816	57424	29329	-84789	57574	29391	179,3	65,1
PLANO 407	-80952	57866	19057	-81140	57409	18558	-81148	57462	18845	29	83,5
PLANO 408	-80958	57823	18895	-81073	57645	18992	-81094	57565	18767	30,3	84,4

**QUADRO DE ATITUDES DOS PLANOS IDENTIFICADOS NA ÁREA TESTE –  
GRUPO K**

ID	X1	Y1	Z1	X2	Y2	Z2	X3	Y3	Z3	DIREÇÃO	MERGULHO
PLANO 501	-82747	58531	28194	-82828	58613	28078	-82644	58675	28131	235,9	45,7
PLANO 502	-82670	58597	28188	-82825	58658	28043	-82669	58716	28081	237,3	47
PLANO 503	-83541	57818	28368	-83585	57824	28337	-83485	57851	28359	245,6	52,6
PLANO 504	-81634	59683	27943	-81742	59617	27872	-81636	59781	27831	219,8	60,2
PLANO 505	-81579	59765	27901	-81673	59760	27815	-81774	59544	27908	222,5	52,5
PLANO 506	-82371	56908	22275	-82568	56738	22207	-82427	56853	22136	49,8	87,6
PLANO 507	-82939	56289	22586	-82883	56344	22113	-82619	56585	22155	227,6	89,7
PLANO 508	-83361	55895	22492	-83054	56203	22719	-83071	56144	22285	47,1	85,8

**QUADRO DE ATITUDES DOS PLANOS IDENTIFICADOS NA ÁREA TESTE –  
GRUPO L**

ID	X1	Y1	Z1	X2	Y2	Z2	X3	Y3	Z3	DIREÇÃO	MERGULHO
PLANO 601	-80414	61113	27046	-80318	61211	26936	-80400	61175	26969	262,9	52,2
PLANO 602	-80491	61048	27094	-80283	61258	26874	-80371	61203	26926	262,1	50,8
PLANO 603	-78151	63928	27607	-78001	63932	27619	-78093	63956	27579	264,8	51,1

**QUADRO DE ATITUDES DOS PLANOS IDENTIFICADOS NA ÁREA TESTE –  
GRUPO M**

ID	X1	Y1	Z1	X2	Y2	Z2	X3	Y3	Z3	DIREÇÃO	MERGULHO
PLANO 701	-78006	64570	27986	-77985	64348	27814	-77952	64371	27917	157,5	69,1
PLANO 702	-77920	64244	27804	-77958	64402	27944	-77956	64223	27722	140,8	63,3
PLANO 703	-78029	64486	27868	-77978	64393	27884	-78004	64364	27800	154,9	66,9



**QUADRO DE ATITUDES DOS PLANOS IDENTIFICADOS NA ÁREA TESTE –  
GRUPO N**

ID	X1	Y1	Z1	X2	Y2	Z2	X3	Y3	Z3	DIREÇÃO	MERGULHO
PLANO 801	-71340	40707	6957	-71864	40055	6550	-71320	40441	6173	46,1	75,3
PLANO 802	-71280	40695	6774	-70996	40374	5126	-71968	40046	6777	46,6	75,4
PLANO 803	-71826	39876	5966	-72303	38882	4420	-71419	39492	3767	46,5	75,7
PLANO 804	-70697	41377	7037	-70587	40814	5118	-71489	40611	7044	45,9	75,9
PLANO 805	-70834	41139	6701	-70929	41047	6695	-70866	41149	6816	46,6	75,7
PLANO 806	-72545	38189	3113	-71812	38705	2589	-72432	38084	2420	47,4	77,5

**QUADRO DE ATITUDES DOS PLANOS IDENTIFICADOS NA ÁREA TESTE –  
GRUPO O**

ID	X1	Y1	Z1	X2	Y2	Z2	X3	Y3	Z3	DIREÇÃO	MERGULHO
PLANO 901	-71450	41048	8355	-71081	41160	8754	-71212	41224	8482	220,7	62,6
PLANO 902	-71338	41251	8335	-71394	41170	8336	-71255	41145	8506	215,1	53
PLANO 903	-71221	41009	8739	-71034	41179	8792	-71099	41194	8676	221,7	63,2
PLANO 904	-71024	41474	8481	-71097	41424	8424	-71075	41509	8405	204,5	51,3

**QUADRO DE ATITUDES DOS PLANOS IDENTIFICADOS NA ÁREA TESTE –  
GRUPO P**

<b>ID</b>	<b>X1</b>	<b>Y1</b>	<b>Z1</b>	<b>X2</b>	<b>Y2</b>	<b>Z2</b>	<b>X3</b>	<b>Y3</b>	<b>Z3</b>	<b>DIREÇÃO</b>	<b>MERGULHO</b>
PLANO 1001	-66352	45932	2029	-66117	46079	1790	-66287	46079	1735	261,4	65,2
PLANO 1002	-66612	45777	2230	-66205	45950	2047	-66245	46145	1617	258	65,2
PLANO 1003	-66674	45629	2525	-66337	45802	2303	-66489	45906	2012	258,3	65,5
PLANO 1004	-66759	45782	2154	-66072	46120	1752	-66488	46002	1817	258,3	64,6

## **2. Memorial de Cálculo da Inclinação das Vertentes**

**QUADRO DE INCLINAÇÕES DAS VERTENTES / BANCADAS DA MINA SAIVÁ**

<b>ID</b>	<b>X1</b>	<b>Y1</b>	<b>Z1</b>	<b>X2</b>	<b>Y2</b>	<b>Z2</b>	<b>X3</b>	<b>Y3</b>	<b>Z3</b>	<b>INCLINAÇÃO</b>
vertente1	9401	40343	0	5401	47568	-29	15035	37008	9330	70,4
vertente2	-2646	58729	242	-821	55942	473	-405	57357	4620	75,1
vertente3	13269	3461	683	11263	38785	1032	13161	36282	4609	64,1

### **3. Algoritmo de Cálculo das Medidas Estruturais a partir de três pontos referenciados**

