

PEDRO PAZZOTO CACCIARI

Estudo de um túnel em maciço rochoso fraturado por investigação geológico-geotécnica e análises pelo método dos elementos distintos

São Paulo
(2014)

PEDRO PAZZOTO CACCIARI

Estudo de um túnel em maciço rochoso fraturado por investigação geológico-geotécnica e análises pelo método dos elementos distintos

Dissertação apresentada à Escola Politécnica da Universidade de São Paulo para obtenção do título de Mestre em Ciências

Área de Concentração: Engenharia Geotécnica

Orientador: Prof. Dr. Marcos Massao Futai

São Paulo

(2014)

Este exemplar foi revisado e corrigido em relação à versão original, sob responsabilidade única do autor e com a anuência de seu orientador.

São Paulo, de outubro de 2014.

Assinatura do autor _____

Assinatura do orientador _____

Catálogo-na-publicação

Cacciari, Pedro Pazzoto

Estudo de um túnel em maciço rochoso fraturado por investigação geológico-geotécnica e análises pelo método dos elementos distintos / P.P. Cacciari. – versão corr. -- São Paulo, 2014.

2012 p.

Dissertação (Mestrado) - Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Departamento de Engenharia de Estruturas e Geotécnica.

1.Mecânica das rochas 2.Túneis I.Universidade de São Paulo. Escola Politécnica. Departamento de Engenharia de Estruturas e Geotécnica II.t.

AGRADECIMENTOS

À FUSP, ao CNPq, e a VALE SA pelos apoios, financeiro e logístico, que viabilizaram a conclusão dessa dissertação.

A todos os professores da Pós-Graduação em Engenharia Geotécnica da Escola Politécnica, pelos ensinamentos de extrema qualidade.

Aos técnicos do LMS, Joaquim e Antônio, pelos auxílios e ensinamentos.

Aos participantes das bancas de qualificação e/ou defesa, Dr. André Pacheco de Assis, Dr. Arsênio Negro Júnior e Dr. Tarcisio Barreto Celestino, pelas sugestões dadas para melhoria deste trabalho.

Ao Gonzalo Carnero, pelos inúmeros bate-papos e companhias para “o bandeirão”. Ao André Cepeda, pelas diversas conversas (ora esclarecedoras, ora bem confusas) durante cafezinhos, lanches e etc. Ao João Paulo Monticeli e Renato Pereira, pela companhia nos trabalhos de campo e por me ajudarem a não esquecer da geologia! E aos outros colegas que, de alguma forma, fizeram parte deste trabalho: William, Veroska, Norman, Patrícia e Mariana.

À Sílvia Suzuki, pela enorme dedicação aos projetos, em especial ao projeto TUNELCON. Pela amizade, pelos conselhos. Muito obrigado!

Ao Professor e Amigo Dr. Marcos Massao Futai, pela excelente orientação, ensinamentos e incentivo. Obrigado por me proporcionar oportunidades únicas de pesquisa, fundamentais para minha formação.

Aos meus pais, Paulo Leão Cacciari e Nadéia Aparecida Veloso Pazzoto, e minha irmã, Lícia Pazzoto Cacciari, pelo amor incondicional e apoio em todas as minhas decisões.

Ao amor da minha vida! Milene Rodrigues Malheiros Lima (Mizuca), por me ajudar a ser uma pessoa melhor, me completar e me amar!

RESUMO

O comportamento geomecânico de túneis em rocha é fortemente influenciado pelas estruturas geológicas (descontinuidades) presentes no maciço. Do ponto de vista geométrico, estas estruturas são caracterizadas por parâmetros que descrevem suas orientações, frequências e comprimentos. Estes parâmetros, na maioria dos casos, são determinados em campanhas de campo, com bussola geológica e trena. Entretanto, limitações de tempo e acesso dificultam a execução destes trabalhos, impossibilitando a obtenção de números elevados de dados, que possibilitam análises estatísticas mais complexas.

Para superar estas dificuldades, no presente estudo, o mapeamento das descontinuidades foi realizado em imagens do túnel Monte Seco, pertencente a Estrada de Ferro Vitória Minas (EFVM), obtidas por scanner a laser 3D. Neste mapeamento, tanto a orientação, quanto a posição e o comprimento dos traços das descontinuidades foram determinados com boa precisão, possibilitando a verificação da distribuição da intensidade de fraturamento de diferentes trechos, ao longo do túnel. Utilizando estes trechos diferenciados pela intensidade de fraturamento, foram elaboradas análises estatísticas mais complexas e adequadas (por janelas de amostragem e linhas de varredura) para determinação da orientação, comprimento médio dos traços e espaçamentos médios das famílias de descontinuidades.

Com os parâmetros geométricos das descontinuidades, o modelo probabilístico de blocos rígidos foi construído, utilizando o software 3DEC. Assim, os parâmetros mecânicos das descontinuidades foram estimados utilizando correlações empíricas (a partir de descrições do maciço rochoso realizadas em mapeamentos geológicos por dentro do túnel), além de alguns ensaios de campo e laboratório. As análises com este modelo foram executadas para verificação da queda de blocos, e comparadas com as seções atuais do túnel. Os resultados indicaram que diferentes critérios de ruptura devem ser utilizados para diferentes tipos de descontinuidades (fraturas e foliação), e evidenciaram a importância de estimativas mais coerentes de parâmetros geométricos das descontinuidades nos resultados finais das análises.

Palavras-chave: Scanner a laser 3D. Descontinuidades. Maciço Rochoso. Túnel.

ABSTRACT

The geomechanical behaviour of rock tunnels is strongly influenced by geological structures in the rock mass. Rock discontinuities are geometrically characterized by parameters that describes their orientations, frequency and lengths. In most cases, these parameters are determined in field inspections, using geological compass and measuring tapes. However, timeframes and access limitation hinder this procedure, making it impossible to obtain large amount of data that allow complex statistical analysis.

To overcome these difficulties, here the discontinuity mapping was performed using images of the Monte Seco tunnel, obtained by 3D terrestrial laser scanning. In this case, the orientation, position and trace length of each discontinuity was determined with precision, allowing the verification of the fracture intensity distribution in different parts of the tunnel. Using these parts (differentiated by its fracture intensities), statistical analyses were performed, using sampling windows and scanlines, in order to determine the orientation mean trace length and spacing of discontinuity sets.

Once the geometrical parameters of discontinuity sets were determined, a probabilistic model of rigid blocks was generated, using the 3DEC software. Thus, the mechanical parameters of discontinuity sets were estimated by empirical correlations (performed using descriptions of the rock mass obtained during geological inspections in the tunnel), and some laboratory and field tests. The analyses with this model were performed to verify the instability of blocks (block falls), and compared with actual cross sections of the tunnel. The results indicate that different failure criteria must be used for different discontinuity types (fractures and foliation), and revealed the importance of consistent estimated of geometrical parameters of discontinuity sets.

Keywords: 3D laser scanner. Discontinuities. Rock Mass. Tunnel.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1.1: Fluxograma geral da dissertação indicando os capítulos relacionados aos objetivos específicos.....	18
Figura 2.1: Construção de uma imagem 3D pelo Sistema JointMetrix3D: identificação de todos os pontos em comum no par estereoscópico, como o ponto $P(u,v)$. Os Pontos $O_I(X,Y,Z)$ e $O_r(X,Y,Z)$ são as posições de onde as duas fotografias foram adquiridas. (Pötsch, 2011).	22
Figura 2.2: (A) Scanner TOF Reigl VZ-400 (www.reigl.com). (B) Scanner PB, Z+F imager 5010 (www.zf-laser.com).	24
Figura 2.3: (A) Trecho da nuvem de pontos. (B) Trecho triangulado. (C) Modelo digital (Fekete et al., 2010).....	26
Figura 2.4: (A) Modelo digital. (B) Planos identificados no modelo. (C) Projeções estereográficas dos planos mapeados manualmente em campo e por scanner a laser 3D, em modelo digital. (Fekete et al., 2010).	27
Figura 2.5: Representação esquemática do critério de limite de coplanaridade (Lato et al., 2009).	28
Figura 2.6: (A) Foto do afloramento com destaque na área detalhada. (B) nuvem de pontos ao fundo com malha 2D na frente. (C) Malha 2D ajustada na nuvem gerando o modelo 2.5D (Mah et al., 2011).....	29
Figura 2.7: Método de linha de varredura para estimativa de espaçamento médio (Priest, 2004).	34
Figura 2.8: Representação de linhas de varredura para cálculos de frequência considerando: (A) uma descontinuidade; (B) duas descontinuidades (Hudson e Priest, 1979).	35
Figura 2.9: Efeito da orientação das descontinuidades em relação à orientação da face da rocha para o cálculo de frequência e espaçamento.	36
Figura 2.10: (A) Representação de “Censoring”. (B) representação de f-bias, considerando a descontinuidade circular (Sturzenegger e Stead, 2009).....	38
Figura 2.11: (A) Representação da intersecção de traços com a janela, sendo C traços contidos e T traços não contidos na janela. (B) é a representação de localização dos centros dos traços que intersectam a janela (Mauldon, 1998).	40
Figura 2.12: Representação da expansão de uma janela irregular convexa (Mauldon, 1998).	40
Figura 2.13: Representação da expansão de uma janela retangular com fraturas paralelas de tamanhos variados (Song, 2006).	44
Figura 2.14: (A) Exemplo da aplicação do método de Mauldon et al. (2001) em janelas topográficas. (B) Zona de influência indicada pelo cilindro que contém a nuvem de pontos (Sturzenegger et al., 2011).	45
Figura 2.15: Representação da barra vertical submetida a carregamento axial no problema propostos por Otter et al. (1967).	51

Figura 2.16: Representação de um contato de dois blocos por sistema de molas (modificado de Jing e Stephansson, 2003).	57
Figura 3.1: Localização dos túneis inspecionados da Estrada de Ferro Vitória-Minas.	60
Figura 3.2: Projeções estereográficas das estruturas mapeadas nas inspeções iniciais. (A) Túnel Naque; (B) Túnel Monte Seco; (C) Túnel Ana Matos; (D) Túnel Eng. Guilman; (E) Túnel Sabará e (F) Túnel Colatina. Em todas as projeções F1, F2 e F3 representam famílias de fraturas e Sn a foliação.	61
Figura 3.3: Localização do túnel Monte Seco e da área de estudo (Google Earth).	62
Figura 3.4: Litotipos presentes no maciço rochoso do túnel Monte Seco. (A) Paragnaisse; (B) Granito.	63
Figura 3.5: Diagrama de contorno de polos das estruturas geológicas medidas na inspeção inicial do túnel Monte Seco.	64
Figura 3.6: (A e B) presença de micas em planos de foliação nos blocos. (C) Presença de biotita em planos de foliação nos testemunhos de sondagem.	65
Figura 3.7: (A) Imagem de satélite do túnel Monte Seco indicando o trecho fraturado de 41 m escolhido para o primeiro escaneamento (Google Earth). (B) Nuvem de pontos do primeiro escaneamento utilizada para as etapas III e IV da dissertação, indicando o trecho de 8 m do túnel que foi utilizado no segundo escaneamento. (C) Nuvem de pontos do segundo escaneamento, utilizada para a etapa V da dissertação.	67
Figura 3.8: Representação da distribuição dos eletrodos no ensaio de caminhamento elétrico.	69
Figura 3.9: Mapa topográfico do trecho inicial do túnel Monte Seco, com as linhas (1 a 8) representando as seções geofísicas realizadas durante o trabalho de campo.	71
Figura 3.10: Fotografias indicando a posição das seções geoeletricas. (A) Linhas paralelas ao eixo do túnel (2, 3 e 4), linhas N-S (6 e 7), e linha transversal ao eixo do túnel (11). (B) Linha 8, por cima das sondagens. (C) Linha N-S (6) e linhas paralelas ao eixo.	72
Figura 3.11: Comparação entre a seção interpretada pelas sondagens e a seção geoeletrica realizada por cima de SR-02 e SR-03 (Ito, 2013).	73
Figura 3.12: Seções geoeletricas das linhas 2, 3, 4, 5. Linhas solidas indicam o topo rochoso interpretado, e linhas pontilhadas, anomalias resistivas de prováveis zonas alteradas e/ou fraturadas (A), (B) e (C).	74
Figura 3.13: Seções geoeletricas das linhas 7 e 6. Linhas solidas indicam o topo rochoso interpretado, e linhas pontilhadas, anomalias resistivas de prováveis zonas alteradas e/ou fraturadas (B) e (C).	75
Figura 3.14: Interpretação da seção geoeletrica da linha 8.	76
Figura 4.1: Materiais utilizados no escaneamento. (A) Scanner a Laser Terrestre 3D REIGL VZ-400, representado sua rotação os buracos formados no topo e na base durante a aquisição de dados. (B) Estação total GEODETIC G2 e prisma.	79
Figura 4.2: Representação da eficiência da metodologia adotada para cobertura completa, e de qualidade, do trecho escaneado.	81

Figura 4.3: Representação de oclusões em (A) Planos verticalizados vistos em planta e (B) planos horizontalizados vistos em seção.	82
Figura 4.4: Seção do escaneamento indicando as dimensões do túnel com a presença de duas oclusões.	82
Figura 4.5: (A) duas nuvens de pontos desalinhadas. (B) nuvens sobrepostas. (C) Alinhamento com ajuste fino baseado na sobreposição dos trilhos. (D) Trecho das nuvens com alta densidade de pontos.	83
Figura 4.6: Comparação entre nuvens antes e depois da aplicação do OCTREE.	84
Figura 4.7: Destaque de planos de fraturas na rotação de um trecho de uma nuvem de pontos. Os riscos pretos na imagem da direita representam conjuntos de pontos coplanares, perpendiculares a da tela.	85
Figura 4.8: Exemplo dos dois métodos para ajustar planos nas discontinuidades. (A) Inserção de planos circulares com o comprimento de traços. (B) Seleção de pontos coplanares para caracterizar uma discontinuidade.	86
Figura 4.9: Comparação entre os dados (Dip°/DipDirection°) gerados pelas duas metodologias (Seleção de pontos e inserção de plano circular) de identificação e medição da orientação das discontinuidades nas nuvens de pontos.	87
Figura 4.10: Exposição limitada de planos na nuvem de pontos. (A) Nuvem de pontos indicando as linhas de seções (de A a D), e intersecções com as discontinuidades (de 1 a 6). (B) Estereograma com polos medidos e perfis das linhas indicando os planos de exposição das discontinuidades.	88
Figura 4.11: Polos de todas as discontinuidades identificadas na nuvem de pontos.	89
Figura 4.12: Comparação entre polos de todas as discontinuidades identificadas na nuvem de pontos (A) e no mapeamento convencional por bússola (B).	90
Figura 5.1: Distribuição das fraturas F1 (A) e F2 (B) e seus comprimentos médios ao longo do túnel.	92
Figura 5.2: Distribuição das fraturas F1 e F2, e seus comprimentos médios ao longo do trecho escaneado.	93
Figura 5.3: Distribuição dos centros dos traços ao longo do túnel, e o posicionamento de três janelas de amostragem de mesma área no início da análise.	95
Figura 5.4: Análise com as seis janelas percorrendo o eixo do túnel a cada metro.	95
Figura 5.5: Situações indesejáveis e desejáveis de janelas de amostragem.	96
Figura 5.6: Separação do túnel em trechos para elaboração de janelas topográficas e modelos numéricos.	97
Figura 5.7: Análise com janelas de menores comprimentos no trecho D. As setas pretas mostram variações na intensidade quando se diminui o comprimento da janela a valores muito baixos.	98
Figura 5.8: Distribuição dos centros dos traços ao longo do túnel, e o posicionamento das janelas definidas.	98
Figura 5.9: Localização da região escaneada do túnel na seção geométrica da linha 2.	99

Figura 5.10: Nuvem de pontos entre os trechos D e E, indicando infiltrações na rocha. (A) com vista para Sul. (B) com vista para norte.....	100
Figura 5.11: Separação da seção do túnel em janelas topográficas de amostragem.	101
Figura 5.12: Exemplo de contagem de pontos finais pelo método de janelas de amostragem (Mauldon 1998 e Mauldon 2001). (A) Nuvem de pontos com planos circulares inseridos nas fraturas. (B) Representação da janela topográfica em 2D, com os pontos finais e comprimento.	102
Figura 5.13: (A) Fraturas esparsas na nuvem de pontos. (B) Representação dos traços, e posicionamento das janelas de amostragem circulares.	103
Figura 5.14: Projeções estereográficas com contorno de polos e plano mediano da família de fratura F1 nas janelas PW, PE e Teto, dos trechos A, B e C.....	104
Figura 5.15: Projeções estereográficas com contorno de polos e plano mediano da família de fratura F1 nas janelas PW, PE e Teto, dos trechos D, E e F.....	105
Figura 5.16: Projeções estereográficas com contorno de polos e plano mediano da família de fratura F2 nas janelas PW, PE e Teto, dos trechos A, B e C.....	106
Figura 5.17: Projeções estereográficas com contorno de polos e plano mediano da família de fratura F2 nas janelas PW, PE e Teto, dos trechos D, E e F.....	107
Figura 5.18: Análise dos resultados obtidos por janelas topográficas de amostragem nas paredes e no teto dos trechos separadas na nuvem de pontos.	111
Figura 5.19: comparação entre parâmetros aparentes, com os resultados obtidos por janelas topográficas de amostragem para F1.	113
Figura 5.20: comparação entre parâmetros aparentes, com os resultados obtidos por janelas topográficas de amostragem para F2.	114
Figura 5.21: Parâmetros máximos aparentes e calculados por de janelas de amostragem, ao longo dos trechos do túnel.....	115
Figura 5.22: Diferença entre modelo estatísticos gerado por parâmetros aparentes (A) e obtidos por janelas de amostragem (B), pelo método de Mauldon (1998).....	116
Figura 5.23: Trecho da nuvem de pontos obtida pelo scanner Faro Focus 3D. (A) indicação da a visibilidade dos traços. (B) Indicação do mergulho dos planos das descontinuidades.	118
Figura 5.24: (A) Mapa de traços distribuídos nas paredes e no teto do túnel. (B) Indicação na nuvem de pontos do local de 8 metros mapeados nesta análise	119
Figura 5.25: Indicação da ruptura pelos planos de F2.....	120
Figura 5.26: (A) Subdivisão da seção do túnel indicando a orientação e comprimentos das janelas retangulares. (B) Janelas circulares ajustadas em PE e TETO.....	121
Figura 5.27: (A) Resultado das análises em janelas retangulares pelo método de Wu et al. (2011). (B) Resultado das análises por janelas circulares pelos métodos de Mauldon (1998) e Zhang e Einstein (1998).....	122
Figura 5.28: Variação do valor de comprimento médio dos traços com o método de amostragem.....	123

Figura 5.29: Variação das áreas para estimativa da covariância aparente para F1 e F2. ...	125
Figura 5.30: Análise da covariância aparente.	125
Figura 5.31: Aplicação de linhas de varreduras em um trecho da nuvem de pontos do túnel Monte Seco. (A) nuvem de pontos com as linhas aplicadas posicionadas em vermelho. (B) Correção da frequência para F2 a partir de duas linhas de varredura de orientações diferentes.....	128
Figura 5.32: Análise dos planos de foliação em casa trecho da nuvem de pontos.....	131
Figura 6.1: Mapa com destacando a região escaneada do túnel Monte Seco, contendo as informações de topo rochoso interpretadas das seções geolétricas.	134
Figura 6.2: Seções elaboradas pela topografia (linha sólida) e topo rochoso (linha pontilhada). Os gráficos medidos são os pontos interpretados das medidas de resistividade elétrica; As seções aproximadas são as seções simplificadas para inserção no 3DEC.	135
Figura 6.3: (A) modelo com a topografia; (B) Identificação dos planos do topo rochoso; (C) Modelo completo após o corte do topo rochoso e junção dos blocos a cima deste.....	136
Figura 6.4: Separação do modelo em regiões pelos trechos divididos, considerando solo e rocha, e escavação do túnel.	137
Figura 6.5: Orientações e dados estatísticos do trecho E'.....	140
Figura 6.6: Esquematização da influência dos parâmetros das fraturas no modelo. (A) traços originais mapeados na nuvem de pontos. (B) Modelo com espaçamento. (C) Modelo com espaçamento e persistência. (D) Modelo com espaçamento, persistência e desvio padrão na orientação.....	141
Figura 6.7: Geração do modelo numérico no 3DEC. (A) Modelo geométrico com o túnel, camadas de rocha e solo. (B) Modelo com Sn inserida. (C) Modelo com Sn e F2 inseridas. (D) Modelo com Sn, F2 e F1 inseridas, mostrando o resultado final nas paredes e no teto do túnel.....	142
Figura 7.1: (A) Modelo do trecho E'. (B) Deslocamentos finais após a escavação. (C) tensores de cada elemento do modelo coloridos de acordo com a variação da tensão principal maior. (D) Detalhe dos tensores ao redor da escavação.	149
Figura 7.2: Faixa de variação das constantes de rigidez tangenciais com as tensões normais (utilizado os valores de σ_1). (A) K_s para fraturas. (B) K_s para Foliação.	150
Figura 7.3: Envoltórias de resistência ao cisalhamento das discontinuidades.....	151
Figura 7.4: Comparação entre os valores de K_s estimados, com valores obtidos por Infanti e Kanji (1990) em ensaios <i>in situ</i>	152
Figura 7.5: (A) representação de mecanismos de ruptura no túnel. (B) Esquema do ensaios de cisalhamento direta simulado com modelo de blocos rígidos.	154
Figura 7.6: Ensaios numéricos de resistência ao cisalhamento obtidos pelo 3DEC, em modelos de blocos rígidos à tensão normal de 1MPa. (A) Fraturas. (B) Foliação.	154
Figura 7.7: Procedimento completo de geração e análise dos modelos de blocos rígidos no 3DEC.	157
Figura 7.8: Variação dos valores de deslocamentos e indicação dos vetores de velocidade dos blocos em análises com diferentes parâmetros, sem coesão e resistência à tração nos	

planos de foliação. (A) Resultado da primeira análise com os parâmetros estimados. (B) mesma análise com remoção dos blocos com deslocamentos superiores e 1 mm. (C) Resultado da análise com parâmetros de valores majorados (*situação 1*). (D) mesma análise com remoção dos blocos com deslocamentos superiores e 1 mm. (E) Resultado da análise com parâmetros de valores majorados (*situação 2*). (F) mesma análise com remoção dos blocos com deslocamentos superiores e 1 mm..... 159

Figura 7.9: Seções do trecho E' do túnel monte seco, retiradas da nuvem de pontos. (A) e (B) seções mais típicas ao longo do túnel, como maiores rupturas na parede leste. (C) e (D), seções de regiões mais localizadas, com rupturas na parede oeste..... 160

Figura 7.10: Envoltórias de resistência das fraturas e da foliação no modelo Coulomb-Slip, com diferentes estágios de valores de coesão e resistência à tração adotados..... 161

Figura 7.11: Variação dos valores de deslocamentos e indicação dos vetores de velocidade dos blocos em análises com diferentes parâmetros. (A) Primeiro estágio, com coesão de 2 MPa e resistência à tração de 0.2 MPa. (B) segundo estágio, com coesão de 1 MPa e resistência à tração de 0.1 MPa. (C) Terceiro estágio, com coesão de 0.5 MPa e resistência à tração de 0.05 MPa. (D) Quarto estágio, com coesão de 0.25 MPa e resistência à tração de 0.025 MPa. (E) Quinto estágio, com coesão de 0.125 MPa e resistência à tração de 0.125 MPa. 162

Figura 7.12: Análise localizada de um trecho com infiltração de água. (A) Infiltração de água no teto e parede leste do trecho E'. (B) Modelo numérico com diferenciação de parâmetros. (C) Análise de estabilidade, na esquerda com visada para norte e na direita para sul..... 164

Figura 7.13: Exemplo de análise para representar problemas associados às campanhas de bate choco nos túneis. (A) Modelo do estágio 4. (B) Zoom deste modelo com indicação de blocos removidos. (C) Blocos instáveis após a remoção. (D) Outra possível situação de instabilidade no mesmo local após outra remoção de bloco. 165

Figura 7.14: Variação dos valores de deslocamentos e indicação dos vetores de velocidade dos blocos em análises com diferentes parâmetros, dos modelos gerados pela **persistência aparente**. (A) Primeiro estágio, com coesão de 2 MPa e resistência à tração de 0.2 MPa. (B) segundo estágio, com coesão de 1 MPa e resistência à tração de 0.1 MPa. (C) Terceiro estágio, com coesão de 0.5 MPa e resistência à tração de 0.05 MPa. (D) Quarto estágio, com coesão de 0.25 MPa e resistência à tração de 0.025 MPa. (E) Quinto estágio, com coesão de 0.125 MPa e resistência à tração de 0.125 MPa..... 167

LISTA DE TABELAS

Tabela 2.1: Classificação de persistência por valores de CMT (ISRM, 1978).	37
Tabela 2.2: Cálculos das interações por relaxação dinâmica.....	52
Tabela 3.1: Litologias e características geométricas dos túneis inspecionados.	61
Tabela 4.1: Análise estatística das famílias de descontinuidades definidas.	90
Tabela 5.1: Planos médios (DipDirection°/Dip°) e desvios-padrão (DP°) das fraturas mapeadas em cada janela de amostragem.	108
Tabela 5.2: Parâmetros levantados pelas análises de janelas de amostragem.....	109
Tabela 5.3: Resultados dos cálculos de densidade, comprimento médio dos traços e intensidade, aparentes (Ap.) e por janelas de amostragem (J.A).....	110
Tabela 5.4: Amostragem de frequência e espaçamento para fraturas F1.	128
Tabela 5.5: Amostragem de frequência e espaçamento para fraturas F2.	129
Tabela 6.1: Valores de persistência calculados para cada trecho.....	139
Tabela 7.1: Parâmetros de entrada no modelo Coulomb-Slip.....	144
Tabela 7.2: Valores utilizados para estimativa das constantes de rigidez das descontinuidades.....	146
Tabela 7.3: Classificação do trecho E' pelo sistema RMR (Bieniawski 1989).....	147
Tabela 7.4: Classificação do trecho E' pelo sistema Q (Barton, 1974).	147
Tabela 7.5: Parâmetros elásticos utilizados para modelos de contínuo equivalente.	148
Tabela 7.6: Parâmetros para as análises sem a coesão e resistência à tração nos planos de foliação.	158

SUMÁRIO

Catologação-na-publicação	2
1 INTRODUÇÃO	15
1.1 Objetivos e justificativa	16
1.2 Organização da dissertação	18
2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	21
2.1 Métodos de mapeamento de descontinuidades por imagens	21
2.1.1 Breve revisão de fotogrametria:	21
2.1.2 Scanner a laser 3D (LIDAR terrestre).....	22
2.2 Identificação e mapeamento das estruturas geológicas	26
2.3 Caracterização geométrica das descontinuidades.....	30
2.3.1 Orientação e Posição.....	31
2.3.2 Espaçamento e frequência.....	33
2.3.3 Persistência	36
2.3.4 Intensidade.....	48
2.4 Método dos elementos Distintos.....	48
2.4.1 Relaxação dinâmica:.....	49
2.4.2 Movimentações e deformações de blocos no MEDt:	52
2.4.3 Contato entre blocos.....	56
3 DESCRIÇÃO E CARACTERIZAÇÃO DA ÁREA DE ESTUDO	59
3.1 A Estrada de Ferro Vitória Minas (EFVM) e o Projeto TUNELCON	59
3.2 A escolha do túnel Monte Seco como objeto de estudo	60
3.3 Localização do túnel Monte Seco.....	62
3.4 Geologia local	63
3.5 Escolha da região do túnel para o escaneamento	66
3.6 Levantamento geofísico de resistividade elétrica.....	67
3.6.1 Breve revisão do método	68
3.6.2 Levantamento de campo.....	70
3.6.3 Interpretação das seções geoeletricas.....	72
4 ESCANEAMENTO DO TÚNEL MONTE SECO.....	79
4.1 Levantamento de Campo	80
4.2 Tratamento dos dados	82
4.3 Mapeamento da nuvem de pontos.....	84

4.4	Planos com exposição limitada	87
4.5	Descontinuidades identificadas na nuvem de pontos	89
5	ANÁLISE DAS DESCONTINUIDADES AO LONGO DO TÚNEL.....	91
5.1	Distribuição das fraturas ao longo do túnel.....	91
5.2	Divisão por intensidade de fraturamento.....	94
5.3	Aplicação de janelas topográficas	100
5.4	Análise dos parâmetros (ρ, μ, l) obtidos para as fraturas F1 e F2.	103
5.5	Aplicação do método de frequências relativas para estimativa de μ	117
5.6	Estimativa do desvio-padrão corrigido.	124
5.7	Frequência e espaçamento por linhas de varredura (<i>scanlines</i>).	126
5.8	Análise da foliação	130
6	GERAÇÃO DO MODELO PELO MEDt.....	133
6.1	Determinação dos limites laterais.....	133
6.2	Inserção da topografia e contato solo/rocha.....	134
6.3	Divisão dos trechos (A, B, C, D, E, e F) e inserção do túnel	137
6.4	Utilização dos parâmetros geométricos em modelos do 3DEC.....	138
6.4.1	Montagem do modelo probabilístico do trecho E'	140
7	ANÁLISES DE ESTABILIDADE	143
7.1	Configuração do modelo Coulomb-Slip para as descontinuidades no túnel.	144
7.1.1	Constantes de rigidez	144
7.1.2	Estimativa das envoltórias Coulomb-Slip.	151
7.1.3	Efeito da rugosidade na resistência das descontinuidades.	153
7.2	Análises no trecho E'	155
7.2.1	Procedimento geral para as análises no 3DEC.....	156
7.2.2	Análises desconsiderando coesão e resistência à tração na foliação	157
7.2.3	Análises considerando coesão e resistência à tração na foliação.....	160
8	CONCLUSÕES.....	169
	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	173
	ANEXO I:	181
	ANEXO II:	193
	ANEXO III:	203

1 INTRODUÇÃO

As estruturas geológicas que compõem os maciços rochosos exercem grande influência em seu comportamento mecânico. Estas estruturas, ou descontinuidades geológicas, possuem propriedades geomecânicas desfavoráveis que influenciam fortemente no comportamento mecânico de obras de engenharia (como túneis, taludes, escavações e fundações), dificultando a determinação do estado de tensões, formando blocos instáveis e alterando o fluxo de água. Desta forma, o mapeamento detalhado das descontinuidades e análise de suas disposições espaciais, são primordiais para compreender a resistência, deformabilidade e estabilidade dos maciços rochosos.

As descontinuidades geológicas são descritas e caracterizadas quanto ao tipo (fraturas, juntas, falhas, foliações, acamamentos e etc.), orientação geológica, repetição (espaçamento ou frequência) e comprimento (persistência). Estas características são identificadas em mapeamentos geológicos, e permitem a interpretação de comportamentos médios das estruturas, separando-as em famílias de tipos e características geométricas semelhantes.

As descontinuidades são medidas como planos, por algum instrumento que seja capaz de identificar suas características geométricas descritivas. Atualmente, tanto na prática de engenharia quanto em boa parte das pesquisas acadêmicas, estas medidas são realizadas manualmente por bússola geológica e trena, no local do afloramento rochoso. Este método, apesar de trabalhoso, quando devidamente executado, é considerado o mais preciso, pois identifica os planos exatos em campo, sem a possibilidade de gerar algum erro em tratamentos de dados posteriores. Por outro lado, a medição por bússola é extremamente limitada a locais acessíveis pelo operador, e a boa qualidade dos dados depende de diversos fatores, como, por exemplo, boa iluminação. Desta forma, mesmo em condições favoráveis para a utilização de bússola, quando se analisa maciços muito fraturados, a leitura de todos os dados, arquivando suas devidas posições e atitudes, é um procedimento muito trabalhoso e pode levar muito tempo para ser concluído.

Considerando estas dificuldades, o mapeamento de estruturas geológicas por meio de imagens 3D, tem sido objeto de estudo de diversos autores (Crosta, 1997; Kemeny et al., 2006; Strouth et al., 2006; Slob et al., 2007; Ferrero et al., 2009; Sturzenegger e Stead 2009 (a e b); Lato et al., 2010; Mah et al., 2011; Sturzenegger

et al., 2011), e com isso, tem evoluído rapidamente nos últimos anos. Um dos métodos mais utilizados é o mapeamento via imagens geradas por scanner a laser 3D, denominadas nuvens de pontos.

O objeto de estudo deste trabalho é o túnel Monte Seco, pertencente a Estrada de Ferro Vitória Minas (EFVM), operada pela VALE SA, que atualmente apresenta problemas de quedas de blocos localizados, aparentemente definidos pelas descontinuidades geológicas. Este túnel, assim como outros desta ferrovia, foi construído a mais de 50 anos, e não possui nem um tipo de revestimento ou suporte. Portanto, na avaliação geomecânica destes túneis, o efeito da alteração do maciço rochoso ao longo destes anos de exposição deve ser considerado, pois pode-se assumir que este problema de quedas de blocos localizados não existia na época da construção.

Desta forma, há uma demanda de reavaliação das condições de estabilidade do túnel Monte Seco e de outros túneis desta ferrovia, com detalhe suficiente para que sejam evidenciados os problemas e os riscos associados em diferentes trechos. As ferramentas modernas de mapeamento por imagens, acopladas aos métodos convencionais de mapeamento geológico e investigação geotécnica, proporcionam a caracterização dos sistemas de descontinuidades do maciço rochoso em diversos níveis permitindo a avaliação do comportamento destas estruturas em diversas escalas.

Com este tipo de mapeamento, a análise dos parâmetros geométricos (orientação, persistência e frequência) das descontinuidades pode alcançar altos níveis de detalhe, e servir de base para elaboração de modelos de blocos com boa representação do estado real do túnel, em softwares numéricos, pelo método dos elementos distintos (Cundall, 1988; Hart et al., 1988). Complementado este mapeamento com outras informações geotécnicas importantes (topo rochoso, topografia, etc.), obtidas por sondagem e ensaios geofísicos, o modelo final pode ser simulado por diversas análises, a fim de verificar as condições de estabilidade em diferentes regiões do túnel.

1.1 Objetivos e justificativa.

O objetivo geral deste trabalho elaborar uma metodologia de análise de túneis em rocha, sem revestimento, com problemas e quedas de blocos definidos pelas

descontinuidades. Para isso, esta metodologia foi dividida em objetivos específicos que consistem nas seguintes etapas:

- I. Descrever características geológicas e geotécnicas gerais do túnel Monte Seco, utilizando resultados de sondagens, mapeamentos de campo e ensaios geofísicos de resistividade elétrica. A partir destas descrições e das visitas de capo, escolher uma região do túnel intensamente fraturada para análises detalhadas (neste caso foi escolhido uma região de 41 m).
- II. Mapear as descontinuidades desta região intensamente fraturada (identificada na etapa I) utilizando uma nuvem de pontos (imagem 3D) de um primeiro escaneamento do túnel. Nesta etapa são obtidas as orientações, posições e comprimento dos traços de todos os planos identificados ao longo desta região do túnel.
- III. Utilizar estes dados geométricos das descontinuidades obtidos na etapa II para verificação de uma metodologia de separação desta região de 41 m de acordo com a intensidade de fraturamento.
- IV. Elaborar janelas de amostragem para estimar, com mais precisão, o comprimento e a densidade das descontinuidades em cada região separada na etapa III, de acordo com as metodologias propostas por Mauldon (1998) e Mauldon et al. (2001).
- V. Escolher a região de maior intensidade de fraturamento, verificada nas etapas III e IV, e reobter o comprimento das descontinuidades, utilizando a metodologia proposta por Wu et al. (2011), e calcular os espaçamentos das descontinuidades utilizando linhas de varredura (Priest, 1993). Nesta etapa será utilizada uma nuvem de pontos de qualidade superior, obtida em um segundo escaneamento do túnel.
- VI. Montar o modelo numérico de blocos pelo método dos elementos distintos (MEDt), utilizando os dados geométricos das descontinuidades obtidos na etapa V, além de características geológicas e geotécnicas descritas na etapa I.
- VII. Realizar análises pelo MEDt no modelo gerado na etapa VI (como exemplo de aplicação), variando parâmetros mecânicos, para verificar as condições de estabilidade.

A demanda de análises mais sofisticadas na mecânica das rochas é evidente, principalmente nos casos em que envolvem maciços rochosos com geologia estrutural complexa. As ferramentas citadas em cada um dos objetivos têm grande aplicabilidade nestes casos, pois a integração entre mapeamentos detalhados e métodos numéricos avançados pode resolver problemas complexos em 3D. Esta metodologia de análise poderá ser aplicada em outros trechos fraturados do túnel monte Seco, bem como de outros túneis da EFVM.

1.2 Organização da dissertação

A Figura 1.1 mostra um fluxograma de como estes objetivos específicos descritos nas etapas de I a VII estão distribuídos nos capítulos desta dissertação.

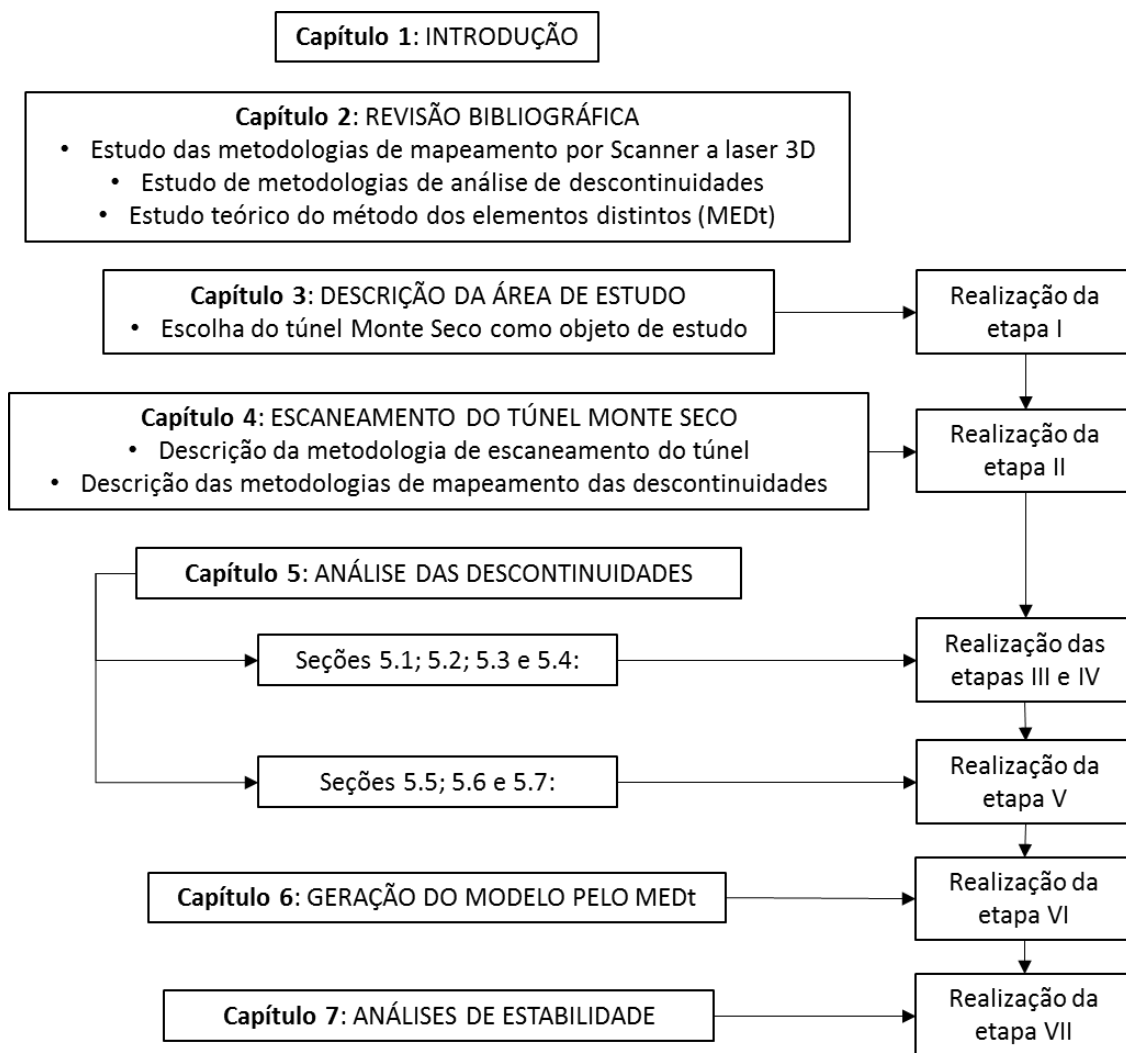


Figura 1.1: Fluxograma geral da dissertação indicando os capítulos relacionados aos objetivos específicos.

Considerando as etapas descritas e a Figura 1.1, a metodologia elaborada neste trabalho (definida na seção 1.2) pode ser resumida da seguinte forma: Inspeções iniciais com mapeamento de campo, juntamente com ensaios geofísicos, trazem informações geológico-geotécnicas gerais do maciço rochoso no túnel Monte Seco, e definem uma região com alto grau de fraturamento para ser estudada com detalhe (41 m, neste caso). Nesta região, são aplicadas análises para caracterização geométrica das descontinuidades separando em trechos de acordo com as intensidades de fraturamento. Nesta separação, o trecho de maior intensidade de fraturamento é definido (8 m, neste caso) e os parâmetros geométricos das descontinuidades são reavaliados por outros métodos mais rigorosos, e utilizados para gerar o modelo numérico. As propriedades mecânicas das descontinuidades são estimadas por correlações empíricas a partir de informações obtidas nas inspeções iniciais e alguns resultados de ensaios. Por fim, o modelo numérico do trecho de maior intensidade de fraturamento é analisado, para verificação de padrões de ruptura e comparação com seções reais do túnel Monte Seco.

Além desta dissertação de mestrado, outros trabalhos complementares estão sendo desenvolvidos por demais integrantes do projeto TUNELCON:

- Caracterização geológico-geotécnica aplicada na setorização dos trechos críticos dos túneis Monte Seco linha 1 e linha 2 da Estrada de Ferro Vitória Minas. (Mestrado em desenvolvimento). Referência: Ito, 2013. Resultados utilizados deste trabalho:
 - Parâmetros de resistência e deformabilidade obtidos em ensaios de laboratório.
 - Interpretação de testemunhos de sondagem.
- Contribuições ao conhecimento de condicionantes geológico-geotécnicos de um gnaiss do Túnel Monte Seco (relatório parcial de Iniciação Científica). Referência: Monticeli, 2014. Resultados utilizados neste trabalho:
 - Caracterização detalhada da rocha, com composição mineralógica e alteração dos minerais.
 - Ensaios in situ de Esclerometria.

2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.

2.1 Métodos de mapeamento de descontinuidades por imagens

Tendo em vista as limitações de mapeamento de estruturas geológicas por métodos convencionais (bussola e trena), principalmente relacionadas a tempo de aquisição de dados e dificuldade de acesso, diversos pesquisadores passaram a procurar métodos mais práticos de realizar estas medições. Estes métodos consistem em análises de imagens geradas por instrumentos que reproduzem o ambiente em 3D. Existem basicamente duas tecnologias capazes de realizar este trabalho: A fotogrametria, na qual são utilizadas câmeras digitais, e o LIDAR terrestre (Terrestrial Light Detecting and Ranging), cujos equipamentos utilizados são os scanners a laser 3D.

2.1.1 Breve revisão de fotogrametria:

A fotogrametria consiste basicamente na análise de imagens geradas por câmeras fotográficas. A partir de uma imagem é possível identificar os traços das estruturas geológicas em 2D. Estas análises foram descritas primeiramente por Goodman (1976) em imagens de câmeras analógicas. Segundo o autor, é possível obter informações 3D desde que se tenha conhecimento da orientação interior da câmera, que serve de base para identificar ângulos de mergulho aparente e comprimentos relativos das estruturas planares da rocha.

Na fotogrametria clássica (analógica), para gerar uma imagem 3D a partir de uma fotografia, são necessárias duas imagens do mesmo objeto, obtidas de posições diferentes. Este par de imagens é conhecido como par estereoscópico. Esta técnica é vastamente utilizada para análises de fotografias aéreas (ortofotos) com fins topográficos e geomorfológicos, porém sua aplicação em classificação de maciços rochosos é trabalhosa e pouco eficaz (Pötsch, 2011). Hagan (1980) utilizou este método para identificar a orientação de fraturas em ambientes de mina subterrânea, nos quais os trabalhos manuais são desconfortáveis.

Com o avanço da tecnologia de câmeras digitais e da capacidade de processamento computacional, foram criados diversos algoritmos que codificam, passo a passo, o procedimento de geração de imagem 3D, desde a aquisição até a

análise das imagens. No início da década de 1990, todos estes novos métodos foram simplificados pelo termo "Computer Vision" (Faugeras, 1993). Este termo se refere a um sistema único de geração de imagem 3D que, a partir de fotografias digitais, reconhece automaticamente a orientação da câmera e identifica pontos em comum de múltiplas imagens "image matching" (Pötsch, 2011).

Existem diversos estudos de caracterização geométrica de maciços rochosos por fotogrametria digital (Crosta, 1997; Sturzenegger e Stead, 2009a e b; Pötsch, 2011 e outros). Um exemplo de sistema "Computer Vision" completo de aquisição, geração e análises de imagem 3D é o JointMetrix3D, desenvolvido pela empresa austríaca *3GSM software & measurements* (www.3gsm.at). A Figura 2.1 exemplifica a construção de uma imagem digital 3D a partir de um par estereoscópico 2D por este sistema.

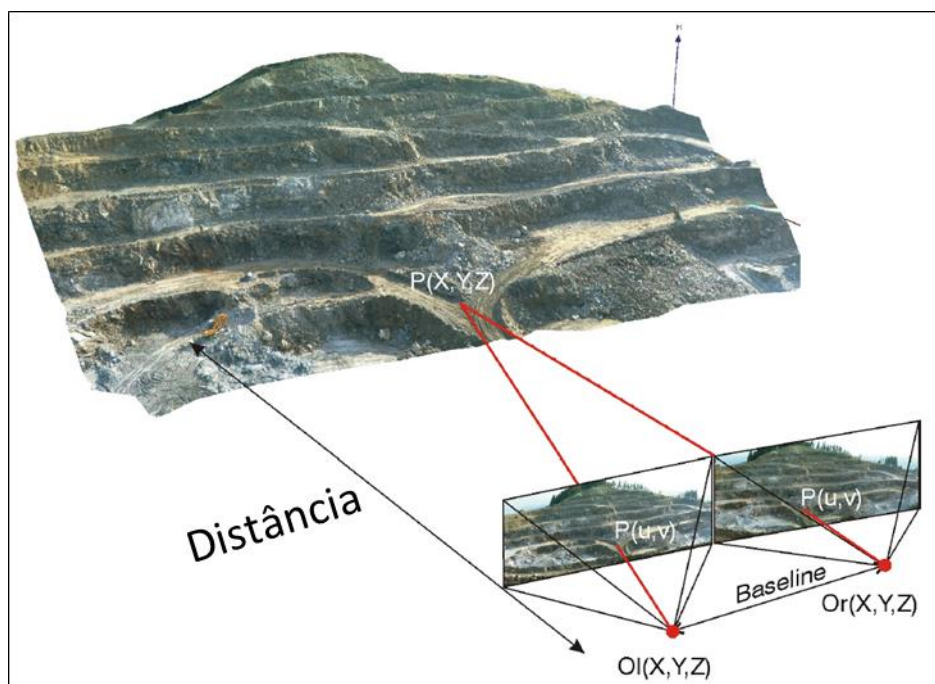


Figura 2.1: Construção de uma imagem 3D pelo Sistema JointMetrix3D: identificação de todos os pontos em comum no par estereoscópico, como o ponto $P(u,v)$. Os Pontos $O_i(X,Y,Z)$ e $O_r(X,Y,Z)$ são as posições de onde as duas fotografias foram adquiridas. (Pötsch, 2011).

2.1.2 Scanner a laser 3D (LIDAR terrestre)

O Scanner a laser 3D é um instrumento prático, compacto e robusto que opera com tecnologia LIDAR. Esta tecnologia de imageamento consiste na transmissão de laser (ondas eletromagnéticas) que são refletidas por barreiras físicas. Cada pulso

eletromagnético refletido é captado pelo instrumento gerando uma posição (ponto de coordenadas x,y,z) e um valor de intensidade (proporcional à amplitude da onda eletromagnética refletida). A determinação do posicionamento de cada ponto é realizada com o auxílio de um inclinômetro contido no instrumento, que possibilita a aquisição de dados sem a necessidade de nivelamento. Existem duas tecnologias de aquisição de dados utilizadas e escaneamento 3D: Time of Flight (TOF) e Phase Based (PB).

O scanner que opera em TOF mede a quantidade de tempo que o pulso eletromagnético demora para realizar a trajetória de ida e volta entre scanner e objeto (anteparo). O grande benefício deste equipamento é a capacidade de alcance, superior a 500 m nos melhores equipamentos. A principal desvantagem destes equipamentos é a taxa de emissão de pulsos, que pode chegar a valores em torno de 140.000 pontos por segundo. O scanner que opera em PB emite uma onda eletromagnética contínua de amplitude modulada que varia de acordo com uma função senoidal (Fekete et al., 2010). A diferença de fase entre uma onda transmitida e uma recebida é usada para calcular a distância entre os alvos. Este tipo de scanner tem capacidade de captar valores superiores a 1.000.000 pontos por segundo, porém o alcance não é superior a 80 m.

Para mapeamentos de discontinuidades geológicas, a tecnologia TOF predomina na maioria dos estudos realizados anteriormente (Kemeny, 2006; Strouth e Eberhardt, 2006; Sturzenegger e Stead, 2009a e b; Sturzenegger et al., 2011; e outros), principalmente em casos de taludes e cortes de estrada de grandes dimensões e dificuldades de acesso. Os scanners de tecnologia TOF são fabricados principalmente para fins topográficos, por isso, além de serem desenvolvidos para atingir alvos distantes, têm boa integração com outros equipamentos topográficos, que facilitam a orientação e análises das imagens, como GPS de alta precisão e estação total. A tecnologia PB foi utilizada por Fekete et al. (2010) para mapeamento de discontinuidades em túneis durante a construção. Neste caso, a escolha deste equipamento é justificada por não haver necessidade de grandes alcances (distância entre paredes e teto de no máximo 10 m). A Figura 2.2 mostra um exemplo de equipamento de cada uma das tecnologias descritas.

A configuração deste equipamento consiste basicamente em determinar o tempo em que o scanner permanecerá emitindo pulsos eletromagnéticos. Equipamentos mais modernos, como o Reigl VZ-400 (Figura 2.2A) realizam rotação

na vertical e na horizontal, durante a emissão do laser. Cada local escaneado gera uma nuvem de pontos. Estas nuvens devem ser sobrepostas, gerando uma imagem única de alta densidade. Existem alguns softwares que realizam este alinhamento, normalmente desenvolvidos pelos próprios fabricantes dos equipamentos (RiscanPro, fabricado pela Reigl e Cyclone, fabricado pela Leica Geosystems).

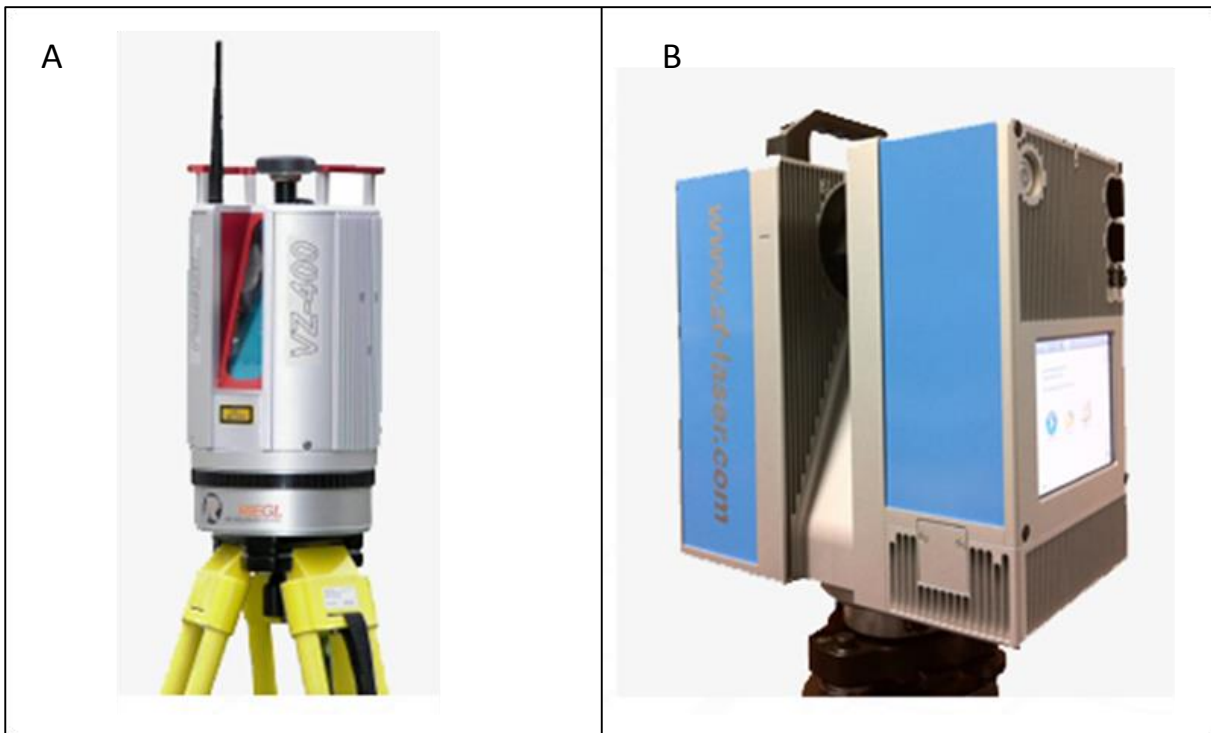


Figura 2.2: (A) Scanner TOF Reigl VZ-400 (www.reigl.com). (B) Scanner PB, Z+F imager 5010 (www.zf-laser.com).

As duas tecnologias existentes para mapeamento de imagens (LIDAR e fotogrametria digital) apresentam vantagens e desvantagens. Os equipamentos para fotogrametria têm custo inferior quando comparados aos scanners, e a imagem obtida apresenta as colorações reais dos objetos. A nuvem de pontos obtida pela tecnologia LIDAR não oferece esta mesma opção em relação as cores. Entretanto, para imageamento de túneis, a grande vantagem associada a esta tecnologia está na operação com ausência de iluminação, considerando que, em ambientes subterrâneos, normalmente não há boa iluminação para obter fotografias de qualidade. Outra vantagem do scanner está em sua capacidade de obter imagens de locais opostos, pela rotação do equipamento. Alguns scanners (como os indicados na Figura 2.2) podem realizar estas rotações, tanto na posição horizontal, quanto na

vertical. Em um túnel, por exemplo, com uma única operação do scanner é obtida uma nuvem de pontos com as duas paredes e o teto. Para obter a mesma imagem por fotogrametria digital, seria preciso fotografar três partes diferentes (paredes e teto), e uni-las em uma só imagem (com exceção de tecnologias panorâmicas).

No presente estudo, o mapeamento de imagens será realizado por scanner a laser 3D. As principais aplicações deste equipamento em túneis foram discutidas por Fekete et al. (2010) e revisadas por Cacciari et al. (2013b), e podem ser resumidas como:

a. Estrutura, controle e manutenção:

- Modelos “as-built”:
 - Túnel em rocha e em cada fase de revestimento.
 - Controle de suporte.
 - Espessura do concreto projetado.
 - Posição de tirantes.
 - Overbreak e Underbreak.
- Identificar locais secos e úmidos no concreto projetado.

b. Geotécnicos e geológicos:

- Mapeamento detalhado das discontinuidades geológicas, medindo orientações e posições dos planos identificados.
- Estimativas de persistência com grande quantidade de dados.
- Estimativas de espaçamento com grande quantidade de dados.
- Superfície e rugosidade de fraturas (no caso de scanners industriais de alta resolução).
- Identificar locais secos e úmidos no maciço rochoso (no caso de scanners industriais de alta resolução).

Neste trabalho, serão utilizadas e discutidas as três primeiras aplicações geotécnicas e geológicas do scanner (marcadas pelos círculos vazios). A tecnologia do equipamento utilizado neste trabalho (que será descrita mais a diante) não permite estimativa de rugosidade, portanto, este tópico não será tratado.

2.2 Identificação e mapeamento das estruturas geológicas

A identificação de estruturas geológicas nas imagens LIDAR pode ser feita tanto diretamente pela nuvem de pontos, quanto em modelos digitais gerados por estas nuvens. A geração do modelo digital consiste basicamente na identificação de micro regiões coplanares unidas por nós que definem pequenos triângulos. Cada um destes triângulos é um micro plano que tem informações gravadas referentes a posição dos nós em coordenadas cartesianas e um vetor normal associado. A Figura 2.3 exemplifica o procedimento de geração destas malhas triangulares.

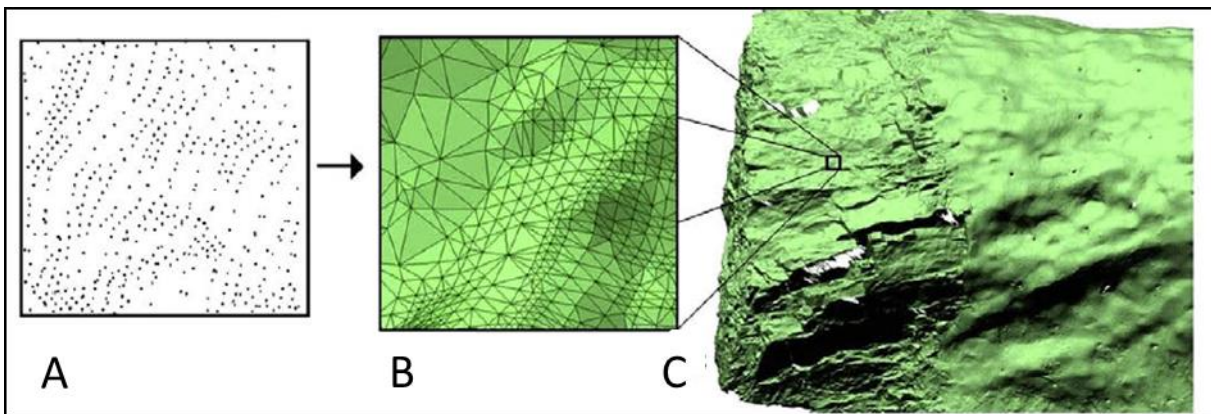


Figura 2.3: (A) Trecho da nuvem de pontos. (B) Trecho triangulado. (C) Modelo digital (Fekete et al., 2010).

A partir destas imagens geradas por modelos digitais, ou da própria nuvem de pontos, as discontinuidades podem ser mapeadas de duas principais maneiras:

Método Manual: Inspeccionando a nuvem de pontos (ou modelo digital de superfície gerado por esta nuvem) visualmente, ajustando planos em discontinuidades evidentes, tirando medidas de comprimento e desenhando linhas. Este procedimento não é sistemático, pode demorar muito tempo e depende da experiência, habilidade e conhecimento do operador para identificação das estruturas geológicas (Gigli e Casagli, 2011). A Figura 2.4 mostra um exemplo de identificação de planos em um modelo digital, e a projeção estereográfica de polos dos planos identificados.

Método Automático: Utilizando um algoritmo para segmentar pequenos triângulos de um modelo digital em conjuntos de pontos coplanares correspondentes a uma mesma discontinuidade.

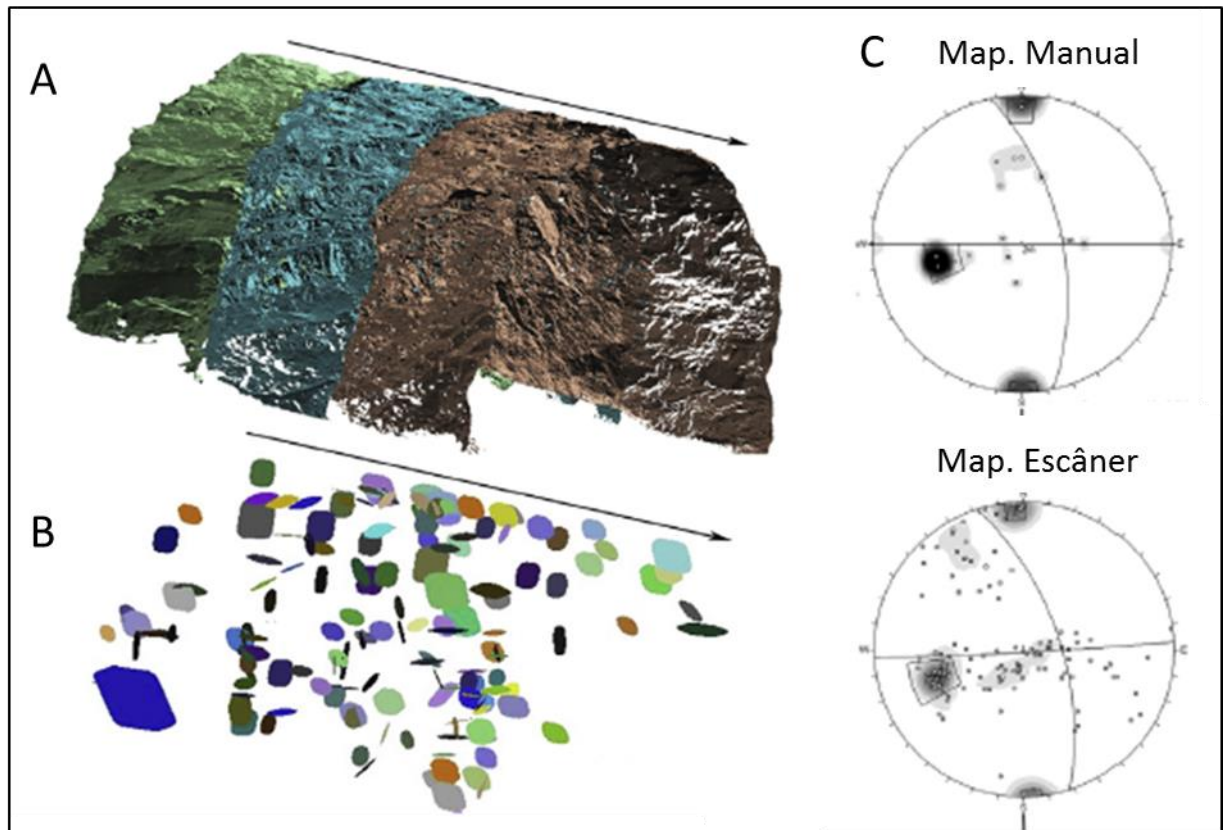


Figura 2.4: (A) Modelo digital. (B) Planos identificados no modelo. (C) Projeções estereográficas dos planos mapeados manualmente em campo e por scanner a laser 3D, em modelo digital. (Fekete et al., 2010).

A automatização deste mapeamento tem sido objeto de estudo de diversos trabalhos nos últimos sete anos (Kemeny et al., 2006; Gigli e Casagli, 2011; Lato et al., 2009; Lato e Vöge, 2012). Existem alguns algoritmos desenvolvidos (como *2.5D TIN* por Kemeny et al., 2006 e o *PlanDetect* por Lato e Vöge, 2012) para automatizar a identificação de descontinuidades em maciços rochosos. Todos eles partem do princípio de que descontinuidades são regiões coplanares no maciço, e por isso, podem ser identificadas matematicamente, por operações algébricas simples. Estes trabalhos consideram principalmente dois critérios para separar descontinuidades na nuvem de pontos: *coplanaridade* e *quantidade* (Lato et al., 2009).

O critério de *coplanaridade* é aplicado calculando a distância angular entre os vetores normais dos pequenos triângulos de um modelo digital. Para isto, se estabelece uma distância angular máxima que estes vetores podem ter (normalmente não superior a 10°), calcula-se a uma posição média das normais de triângulos contidos na vizinhança estabelecida, e compara-se a o ângulo entre o vetor normal de cada triângulo contido nesta vizinhança com a normal média calculada.

Esta vizinhança é estabelecida para que não se misture triângulos coplanares de descontinuidades semelhantes em diferentes locais da malha. Desta forma, o algoritmo deve estabelecer este raio de influência e repetir a operação em loopings subsequentes ao longo de toda a malha.

O critério de *quantidade* é o responsável por definir se uma região coplanar (determinada pelo critério anterior) se trata ou não de uma descontinuidade. Existem inúmeras regiões coplanares muito pequenas que não caracterizam uma estrutura geológica planar. Este critério procura eliminar estas regiões impondo um número mínimo de triângulos coplanares que uma descontinuidade deve ter para ser identificada.

Este procedimento está ilustrado na Figura 2.5, onde é possível observar que cada uma das regiões coplanares (A e B) foram identificadas por dois conjuntos de vetores de orientações similares, com variação máxima de 8° . Uma terceira região coplanar (C) também foi identificada, mas não passou pelo critério de *quantidade* (no exemplo da Figura 2.5 poderia ser o mínimo de 3 triângulos), e neste caso, não seria computada como uma descontinuidade.

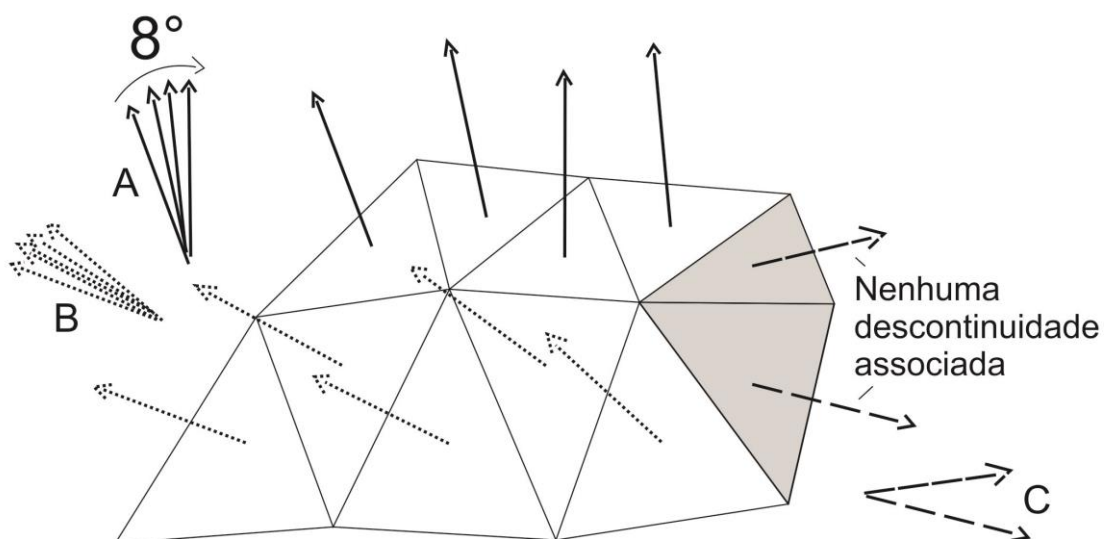


Figura 2.5: Representação esquemática do critério de limite de coplanaridade (Lato et al., 2009).

Kemeny (2006) desenvolveu o primeiro método automático de identificação de descontinuidades, cujo software comercial é o Split-FX, fabricado pela empresa norte americana Split Engineering (www.spliteng.com). O algoritmo utilizado neste método

constrói uma malha digital triangular antes de aplicar as análises algébricas citadas anteriormente. A construção desta malha ocorre pelo ajuste de uma rede 2D de triângulos iguais sobre a nuvem de pontos 3D (Figura 2.6B) indicando quantos pontos devem estar contidos dentro de cada triângulo. Mah et al. (2011) evidenciou sérias limitações na construção destas malhas, indicando que o método suaviza regiões abruptas de planos perpendiculares a malha 2D ajustada (Figura 2.6C).

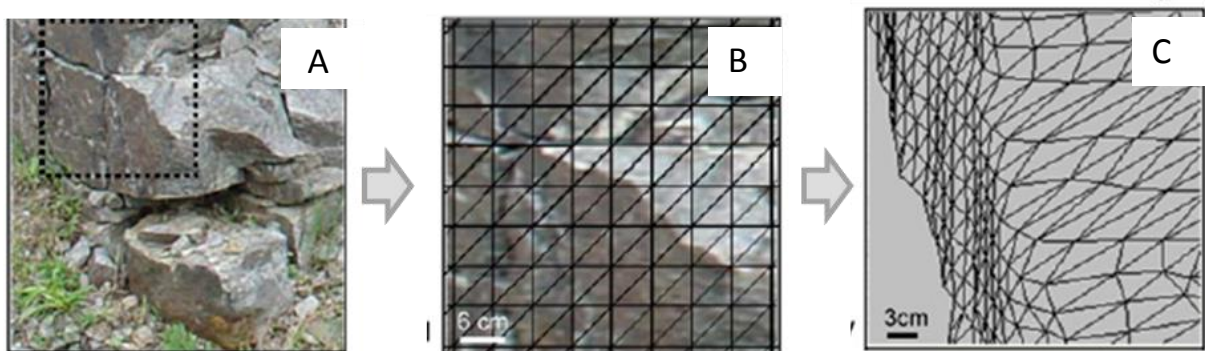


Figura 2.6: (A) Foto do afloramento com destaque na área detalhada. (B) nuvem de pontos ao fundo com malha 2D na frente. (C) Malha 2D ajustada na nuvem gerando o modelo 2.5D (Mah et al., 2011).

Tendo em vista esta limitação, os autores como Mah et al. (2011) e Lato e Vöge (2012) propuseram métodos automáticos manipulando malhas pré desenvolvidas por outros softwares CAD, como PolyWorks, fabricado pela Inovmetrix Ltda. (www.inovmetrix.com), que utilizam algoritmos avançados de geração de modelo digital triangular 3D. Desta forma, os mesmos critérios de *coplanaridade* e *quantidade* são aplicados aos nós e vetores normais dos triângulos destas malhas, manipulando os dados em interfaces de programação (ex. MatLab).

Atualmente, dentre os métodos citados para identificação de discontinuidades em maciços rochosos por imagens de LIDAR, o método manual, sem dúvida, ainda é o mais aplicado. Este fato pode ser atribuído tanto à baixa precisão do método automático comercializado (Split-FX), quanto à complexidade de acoplar rotinas eficientes de programação em dados de modelos digitais. Estes métodos automáticos normalmente são testados em afloramentos naturais, com discontinuidades bem comportadas. Em obras de engenharia, principalmente com utilização de explosivos, o maciço acaba assumindo muitas formas irregulares, e nem sempre as discontinuidades ficam suficientemente expostas para serem detectadas automaticamente (Fekete et al., 2010). O software desenvolvido por Lato e Vöge

(2012), denominado PlanDetect, trabalha os dados de malhas triangulares em plataforma C++, com avançados recursos de imagem e programação. Aparentemente, este trabalho complementa os métodos automáticos anteriores, representando um avanço na área. É importante destacar que estas tecnologias vêm se aprimorando cada vez mais nos últimos anos, e provavelmente, em pouco tempo, irão superar os erros e dificuldades existentes até o presente momento.

O mapeamento de imagens por scanner a laser 3D fornece uma quantidade grande de informações das descontinuidades geológicas, referentes à orientação, posição e comprimento destas estruturas. Estas informações devem ser abordadas por métodos estatísticos para obter uma caracterização geométrica detalhada que descreva o comportamento destas estruturas da melhor forma possível.

2.3 Caracterização geométrica das descontinuidades

Descontinuidades geológicas apresentam características geométricas que exercem influência direta no comportamento mecânico do maciço rochoso no qual estão inseridas. A primeira característica que deve ser observada é o tipo. Normalmente, uma rocha apresenta mais de um tipo de descontinuidade. Rochas metamórficas, por exemplo, podem apresentar um plano preferencial de foliação além de outras famílias de fraturas e juntas. Dentre os tipos de descontinuidades existentes, os mais comuns, e que apresentam características importantes no comportamento mecânico das rochas são (Singhal e Gupta, 2010):

- *Foliação; Xistosidade; Bandamento e Acamamento*: São descontinuidades formadas pelos próprios minerais das rochas, separando diferentes camadas em panos preferenciais. Em rochas metamórficas a xistosidade, ou foliação, representa o alinhamento dos minerais em um plano preferencial devido a um regime tectônico de compressão. Em rochas sedimentares, o acamamento representa variações granulométricas deposicionais. Em gnaisses, o bandamento representa a intercalação de camadas máficas (formadas por minerais escuros ferromagnesianos) e camadas félsicas (formadas por minerais claros quartzo, feldspato etc.).
- *Fraturas e Juntas*: São planos com perda de coesão devido a algum estado de tensão pelo qual a rocha foi submetida, sem evidência de grandes movimentações por estes planos. Pequenas movimentações podem ocorrer e causar abertura

destas fraturas. Este espaço pode ser preenchido por fragmentos dos minerais triturados na movimentação, ou por percolação de minerais secundários.

- *Falhas e zonas de cisalhamento*: São descontinuidades que apresentam grandes evidências de movimentação. Normalmente são estruturas maiores, de caráter regional, causadas por eventos tectônicos significativos.

O tipo de descontinuidade pode trazer informações importantes para análises iniciais. Descontinuidades identificadas como foliação, por exemplo, são estruturas mais coesas e persistentes, que podem ser consideradas como planos constantes em todo o maciço. Já as juntas e fraturas tem coesão praticamente nula e persistência variada. A falta de coesão nos planos de fratura da rocha faz com que estas estruturas tenham grande importância na estabilidade do maciço. Para compreender o comportamento mecânico da rocha mediante suas descontinuidades, é preciso caracteriza-las geometricamente segundo quatro principais aspectos: orientação, posição, espaçamento e persistência.

2.3.1 *Orientação e Posição*

A orientação de uma descontinuidade é descrita pelo mergulho e rumo do mergulho de seu plano em relação ao norte geográfico, e pode ser facilmente determinada por uma bússola geológica. Esta técnica é largamente utilizada e deve sempre servir de base de comparação na aplicação de outros métodos mais avançados de análises de imagem. Existem algumas metodologias para atribuir características geométricas a um plano de descontinuidade. Na geologia estrutural é mais comum a utilização da medida de mergulho e rumo do mergulho (Dip°/DipDirection°), pois com uma única operação da bússola se tem a direção da reta de máxima inclinação do plano em relação ao norte, e seu mergulho (ângulo com o plano horizontal).

Quando os dados de orientação são plotados em projeções estereográficas, são identificadas as famílias de descontinuidades, por conjuntos de dados com orientações similares. A utilização destes dados em análises estatísticas depende da determinação de uma orientação média e variabilidades destes conjuntos (famílias) de dados. Priest (1985) mostra um procedimento para determinação destas médias (vetoriais), assumindo que a orientação do vetor resultante da somatória de todos os N vetores (polos) de uma determinada família é representativa como a média das

orientações desta família. Os componentes resultantes deste vetor são calculados como:

$$r_x = \sum_{i=1}^N n_{ix} ; \quad r_y = \sum_{i=1}^N n_{iy} ; \quad r_z = \sum_{i=1}^N n_{iz} \quad (2.1)$$

Em que n_{ix} , n_{iy} e n_{iz} são os componentes dos polos da família. Desta forma, a magnitude do vetor resultantes pode ser obtida como:

$$R = \sqrt{r_x^2 + r_y^2 + r_z^2} \quad (2.2)$$

Assim, a orientação média (trend° α_R e plunge° β_R) do vetor (polo) resultante é obtida como:

$$\alpha_R = \arctan(r_x/r_y) + q \quad (2.3)$$

$$\beta_R = \arctan\left(r_z / \sqrt{r_x^2 + r_y^2}\right) \quad (2.4)$$

Em que: $q = 0^\circ$ se $r_x \geq 0$ e $r_y \geq 0$; $q = 360^\circ$ se $r_x < 0$ e $r_y \geq 0$; para todos os outros valores de r_x e r_y , $q = 180^\circ$. Ainda, se $r_x > 0$ e $r_y = 0$, então $\alpha_R = 90^\circ$; se $r_x < 0$ e $r_y = 0$, então $\alpha_R = 270^\circ$. E no caso em que $\sqrt{r_x^2 + r_y^2} = 0$, $\beta_R = 90^\circ$.

Para avaliar o grau de dispersão das descontinuidades de uma determinada família, pode-se admitir que as orientações das descontinuidades seguem a lei de distribuições isotrópica de Fisher (Priest, 1985), em torno da média. O grau de dispersão das orientações é obtido pela constante de Fisher:

$$k = \frac{N - 1}{N - R} \quad (2.5)$$

Nota-se que quanto menos dispersos os dados, mais próximo de N é o valor de R , levando a valores altos de k . Para definir a variabilidade dos dados, é verificada

a probabilidade de uma descontinuidade, escolhida aleatoriamente, fazer um ângulo menor que θ com a orientação média definida anteriormente:

$$P_1(< \theta) = 1 - e^{-k(1-\cos\theta)} \quad (2.6)$$

Em outras palavras, $P_1(< \theta)$ é a porcentagem de descontinuidades cujas orientações se encontram dentro de um ângulo cônico θ , centrado na orientação média.

Os programas que trabalham com projeções estereográficas já possuem estes recursos de estimativas de médias e variabilidades como ferramentas, simplificando a aplicação destas teorias.

Em análises de imagens geradas por scanner a laser, ou fotogrametria digital, a orientação é medida ajustando planos em regiões interpretadas como descontinuidades geológicas, como exemplificado na Figura 2.4. Quando a imagem está devidamente georeferenciada, e se tem um bom mapeamento de campo como base, este procedimento se torna simples e repetitivo. Alguns softwares (Split-FX, por exemplo) já apresentam os dados como mergulho e direção de mergulho, outros (como AutoCad e Polyworks) apresentam o vetor normal do plano, que pode ser convertido para Dip°/Dipdirection° por simples operações algébricas.

Uma das vantagens do mapeamento via imagem, em relação ao mapeamento por bússola geológica, está na facilidade de obter o posicionamento real dos planos medidos, principalmente em regiões de difícil acesso. Nas imagens, para cada plano identificado, a posição pode ser gravada como o centroide (x,y,z) do polígono desenhado por cima da imagem. Para obter esta informação em campo, em um mapeamento convencional, é necessário mediar com uma trena a posição do plano com relação a um referencial e desenhar croquis indicando estas posições. Este procedimento é demorado e passivo de erros.

2.3.2 *Espaçamento e frequência*

Para quantificar o espaçamento entre descontinuidades é usada a distância entre dois planos adjacentes. Se as descontinuidades forem paralelas, o valor do espaçamento médio (\bar{x}) dependerá apenas do posicionamento de uma linha de varredura (Priest e Hudson, 1976; Priest e Hudson, 1981; Hudson e Priest, 1979; Priest, 1993; e outros) na face do afloramento rochoso, e pode ser calculado por:

$$\bar{x} = \sum_{i=1}^n x_i/n \quad (2.7)$$

Onde x_i são as distâncias medidas entre os traços das discontinuidades, ao longo de uma linha de varredura, como mostra a Figura 2.7.

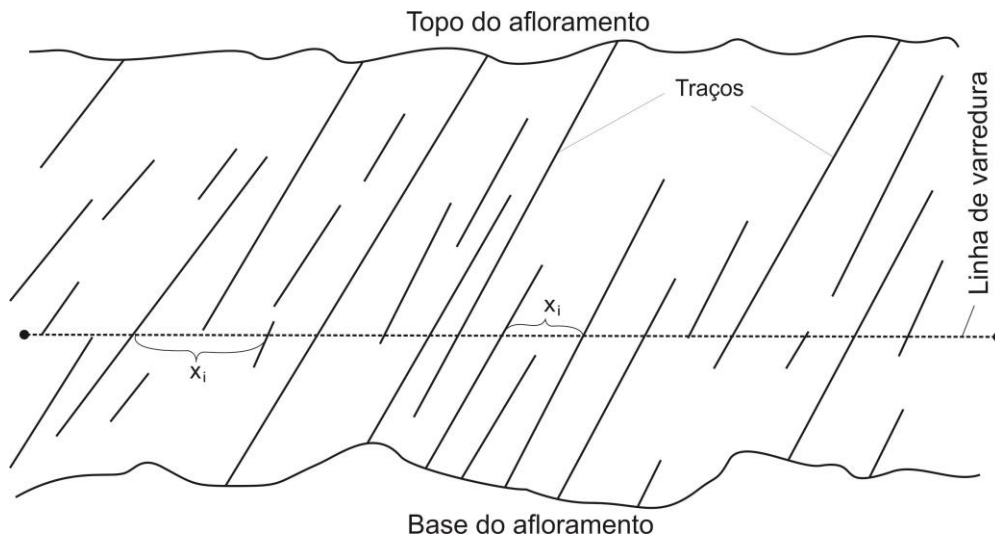


Figura 2.7: Método de linha de varredura para estimativa de espaçamento médio (Priest, 2004).

Outro parâmetro importante que pode ser calculado a partir do espaçamento é a frequência (λ), calculada pela razão entre número de descontinuidades e comprimento da linha de varredura ($\lambda = n/L$). Considerando o comprimento da linha de varredura o trecho contido entre a primeira e a última descontinuidade cruzada, temos:

$$L = \sum_{i=1}^n x_i \rightarrow \lambda = 1/\bar{x} \quad (2.8)$$

Caso a linha de varredura seja feita com um ângulo θ , em relação a direção perpendicular das fraturas (Figura 2.8A), a frequência pode ser recalculada da seguinte forma:

$$\lambda = \frac{\lambda_{\theta}}{\cos\theta} = \frac{N}{\cos\theta L} \quad (2.9)$$

Em que N é o número de descontinuidades de uma determinada família, cortadas pela linha de varredura de comprimento L . Quando se tem mais de uma família de descontinuidade, a frequência na linha de varredura pode ser calculada somando as frequências perpendiculares de cada uma das famílias (Figura 2.8B) pela seguinte Eq.:

$$\lambda_{\theta} = \lambda_1 |\cos\theta| + \lambda_2 |\cos(\theta - \phi)| \quad (2.10)$$

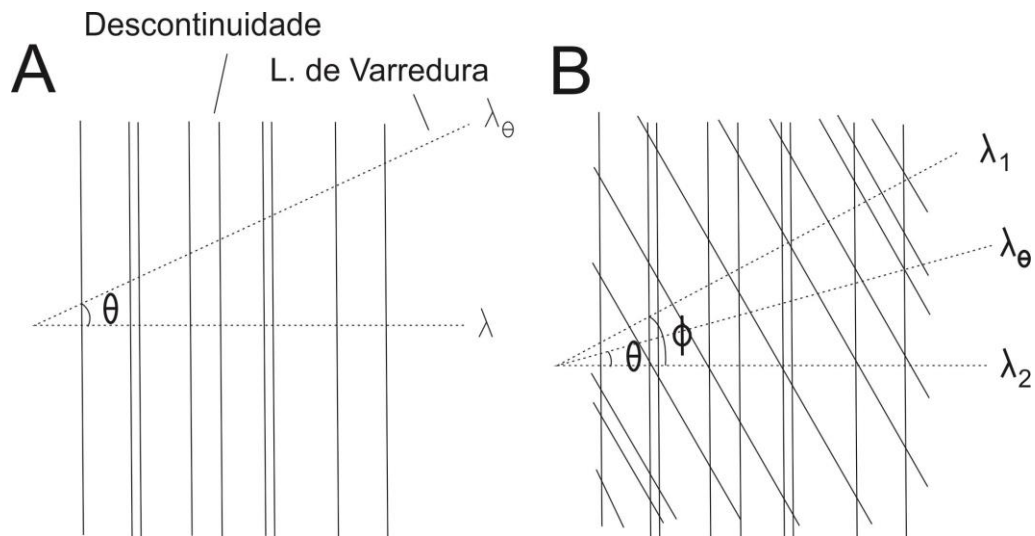


Figura 2.8: Representação de linhas de varredura para cálculos de frequência considerando: (A) uma descontinuidade; (B) duas descontinuidades (Hudson e Priest, 1979).

Os parâmetros λ e \bar{x} descritos anteriormente referem aos traços das descontinuidades (intersecção entre as descontinuidades e a face do maciço). Entretanto, o espaçamento real entre as descontinuidades deve ser calculado em relação a distância entre os planos. Para isso, Terzaghi (1965) propôs uma simples correção (F_c) para transformação do espaçamento entre traços (D_t) para espaçamento entre planos (D_p), considerando o ângulo (α) entre os vetores normais do plano médio das descontinuidades (N_D) e o plano do afloramento rochoso (N_{RF}), como mostra a Figura 2.9. Desta forma, para corrigir o parâmetro λ , basta multiplicá-lo por F_c .

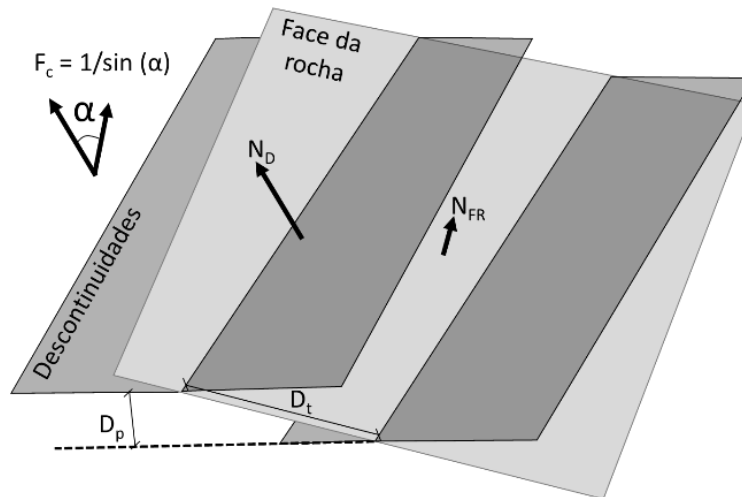


Figura 2.9: Efeito da orientação das descontinuidades em relação à orientação da face da rocha para o cálculo de frequência e espaçamento.

O RQD (*rock quality designation*) é um parâmetro de extrema importância na mecânica das rochas, e pode ser estimado a partir das frequências calculadas em linhas de varredura (Priest, 1993). Quando o espaçamento das descontinuidades tem distribuição exponencial negativa de densidade de probabilidade, a relação entre frequência e RQD pode ser obtida como (Priest, 1993):

$$RQD = 100(0,1\lambda + 1)e^{-0,1\lambda} \quad (2.11)$$

2.3.3 Persistência

A persistência é um parâmetro que estabelece uma relação entre o tamanho das descontinuidades e o tamanho do maciço. Entre as características geométricas das descontinuidades, a persistência é, sem dúvida, a mais difícil de determinar (ISRM, 1978). Idealmente, esta relação deveria ser determinada a partir da área dos planos das fraturas (com seus limites espaciais) e área de um mesmo plano que corte todo o maciço considerado (com os limites impostos pelo modelo ou afloramento rochosos). Infelizmente, não existem métodos de investigação capazes de identificar claramente os planos descontínuos em profundidade, o que impossibilita mensurar suas áreas. Entretanto, existem formas aproximadas de estimar a persistência através de medidas de comprimento de traços. Assim, a análise passa de 3D para 2D, por uma relação entre comprimento dos traços medidos e o comprimento de um traço de

mesma orientação que corte todo o afloramento (área disponível, ou selecionada, da face do maciço rochoso).

O valor de comprimento dos traços para soluções de engenharia de rochas, na maioria dos casos, é considerado único para todas as descontinuidades de uma determinada família em um determinado espaço de amostragem (como é feito em classificações geomecânicas, por exemplo). Com isso, quando se obtém uma distribuição de frequência por comprimento, são calculados parâmetros estatísticos (média, moda, desvio-padrão, densidade de probabilidade etc.) para que um comprimento de traço médio, ou modal, seja atribuído a uma ou mais famílias de descontinuidade. A norma elaborada por ISRM (1978) estabelece uma classificação de persistências de acordo com o comprimento médio dos traços (CMT), o qual é calculado para cada família de descontinuidade (Tabela 2.1).

Tabela 2.1: Classificação de persistência por valores de CMT (ISRM, 1978).

Persistência	Comprimento
Persistência muito baixa	<1m
Persistência baixa	1-3m
Persistência média	3-10m
Persistência alta	10-20m
Persistência muito alta	>20m

A medida de comprimento de traços em campo é tradicionalmente realizada com um trena, traço a traço. Este procedimento é extremamente trabalhoso e, em muitos casos, pode ser dificultado por barreiras naturais, prejudicando a estimativa por estatística. Devido a este fato, Priest e Hudson (1981) desenvolveram um método de determinação do comprimento médio por meio de linhas de varreduras (mesmas utilizadas para medidas de espaçamento). Por este método, são medidos apenas os traços das descontinuidades que cruzam uma linha de varredura (Figura 2.7). Este método é largamente utilizado e sua aplicação é simples, tanto manualmente em campo, quanto a partir fotografia (com as medições referenciadas por uma escala). Entretanto, existem alguns erros associados a este procedimento (Priest e Hudson, 1981; Pahl, 1981; Mauldon, 1998; Sturzenegger et. al., 2007; Sturzenegger e Stead, 2009a), dentre eles, os principais são:

- Descontinuidades subparalelas a linha de varredura: Muitas vezes, em trabalhos de campo, a orientação da linha de varredura é limitada pelo alcance do operador, o que leva a uma única opção de amostragem. Desta forma, fraturas subparalelas a esta linha não são amostradas. Este problema pode ser contornado utilizando fotografias com escala, com a realização de mais de uma amostragem, com orientações diferentes.
- “*Truncation*”: Descontinuidades menores que certos valores (dependendo da escala utilizada) têm menor chance de serem interceptadas pela linha de varredura. Isso faz com que a amostragem destas estruturas seja comprometida, elevando os valores de CMT calculados. Em boa parte das análises estas estruturas pequenas são ignoradas (Sturzenegger et. al., 2006), o que, conseqüentemente, leva a maiores o valor de CMT (maiores persistências), tornando a análise a favor da segurança.
- “*Censoring*”: Este erro está associado a parte da descontinuidade que não aparece no afloramento. Quando se mede uma descontinuidade, sempre existe uma parte que foi erodida, ou removida, e uma parte que está inserida no maciço (Figura 2.10A). Estas não são consideradas em procedimentos convencionais de medidas de CMT.
- “*f-bias*”: A parte da descontinuidade que está aparente no afloramento pode representar qualquer porção de seu plano, portanto, a área (ou o traço) da descontinuidade pode ser bem maior que sua parte aparente no maciço. (Figura 2.10B).

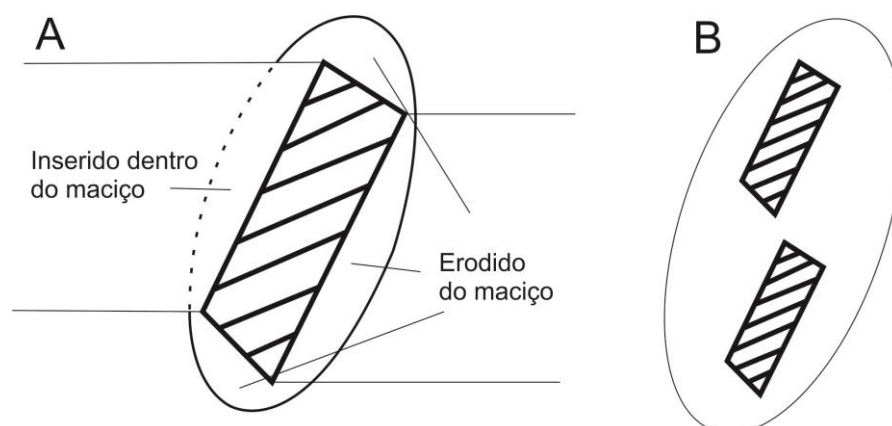


Figura 2.10: (A) Representação de “*Censoring*”. (B) representação de *f-bias*, considerando a descontinuidade circular (Sturzenegger e Stead, 2009).

A minimização destes erros na determinação do comprimento médio dos traços é feita a partir de:

- métodos que assumem uma forma (log-normal, normal, exponencial negativa, etc.) para a distribuição de comprimento dos traços da população amostrada, determinando valores médios por análises estatísticas (Priest e Hudson, 1981; Priest, 2004);
- métodos que são livres de distribuições, pelos quais o CMT é obtido a partir de janelas de amostragem, como feito por Mauldon (1998).

Segundo Mauldon (1998), métodos que utilizam janelas de amostragem agregam menos erros, pois não dependem de orientação de linha de varredura, e o espaço de amostragem é maior, o que reduz a chance de erros relacionados ao tamanho real das fraturas, como “censoring” e “f-bias”.

O método desenvolvido por Mauldon (1998) considera a intersecção dos traços com janelas retangulares, circulares e de formatos irregulares convexos. O autor utiliza o conceito de “pontos finais” para separar os traços amostrados em:

- traços contidos, com os dois pontos finais dentro da janela (C);
- traços cortantes, com dois pontos finais na borda da janela (T);

sendo que o número total de traços é representados pela letra N . A Figura 2.11A mostra esta interação de traços em uma janela retangular.

Este método considera que o número de traços (N) depende do comprimento (t) e orientação (θ) dos traços. Considerando traços de mesma orientação e comprimento, o ponto central destes pode ser determinado pela expansão da janela em $t/2$, em direções θ e $-\theta$ (Figura 2.11B). Desta forma, uma fratura com comprimento t e orientação θ cortará a janela se, e somente se o centro de seu traço estiver contido na região tracejada da Figura 2.11B. Neste exemplo, a área da região tracejada (que envolve a janela, cuja região tem linha contínua) é determinada pelo produto entre a altura ($h + t$) e o comprimento (no exemplo da Figura 2.11 é unitário).

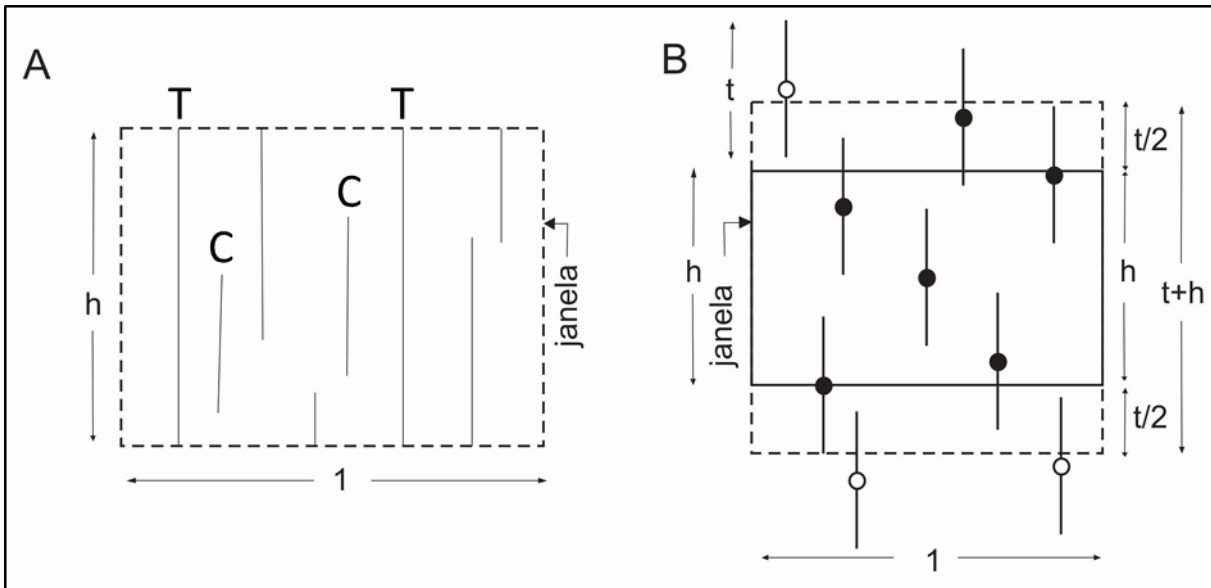


Figura 2.11: (A) Representação da intersecção de traços com a janela, sendo C traços contidos e T traços não contidos na janela. (B) é a representação de localização dos centros dos traços que intersectam a janela (Mauldon, 1998).

Em janelas de outros formatos (circulares ou irregulares convexas) o procedimento é o mesmo, e consiste em expandir a janela na direção dos traços (θ), considerando que $W(\theta)$ é a largura da janela na direção perpendicular à expansão (Figura 2.12). Assim, para qualquer formato de janela, a área total (dependente do valor de t) pode ser escrita como:

$$A(t) = A[\text{janela}] + t \cdot W(\theta)[\text{região tracejada}] \quad (2.12)$$

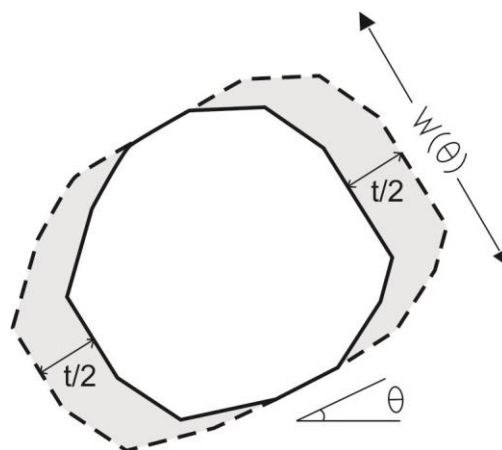


Figura 2.12: Representação da expansão de uma janela irregular convexa (Mauldon, 1998).

Segundo Mauldon (1998), considerando que a densidade de traços verdadeira (ρ) pode ser compreendida como o número total de traços (N), cujos centros estão

inseridos na janela (Figura 2.11B) dividido pela área total da janela (obtida pela Eq. 2.12), o valor esperado (ou esperança matemática) do número de traços $E(N)$, condicionado a valores fixos de t e θ pode ser determinado por:

$$E[N|t, \theta] = \rho(A + tW(\theta)) \quad (2.13)$$

Quando os valores de comprimento de traços medidos seguem uma função de distribuição acumulada arbitrária $F(t)$, a esperança de N pode ser calculada pela integração de Riemann-Stieltjes (Mauldon, 1998):

$$E(N|\theta) = \int_{t=0}^{t=\infty} E[N|t, \theta]dF(t) = \rho \int_0^1 E[N|t, \theta]dF \quad (2.14)$$

A variável de integração da Eq. 2.14 passa a ser uma função de distribuição acumulada, que varia de 0 a 1. Desta forma, substituindo a Eq. 2.13 em 2.14, tem-se:

$$E(N|\theta) = \rho \int_0^1 (A + tW(\theta))dF = \rho A \int_0^1 dF + \rho W(\theta) \int_0^1 t dF = \rho(A + \mu W(\theta)) \quad (2.15)$$

Sendo que o valor da integral $\int_0^1 dF$ é unitário, e da integral $\int_0^1 t dF$ é igual a média (μ) dos valores aleatórios de t , em uma função de distribuição acumulada $F(t)$ (Mauldon et al., 2001).

Analogamente, adotando uma função de distribuição acumulada arbitrária $G(\theta)$, que representa a orientação do conjunto de traços inseridos na janela, pode-se calcular a esperança, agora independente de t e θ , como:

$$E(N) = \int_{\theta=0}^{\theta=2\pi} E[N|\theta]dG(\theta) = \rho \int_0^1 E[N|\theta]dG \quad (2.16)$$

Agora, substituindo a Eq. 2.15 em 2.16:

$$E(N) = \rho \int_0^1 (A + \mu W(\theta))dG = \rho A \int_0^1 dG + \rho \mu \int_0^1 W(\theta)dG = \rho(A + \mu E(W)) \quad (2.17)$$

onde, a esperança $E(W)$ da largura da janela é uma largura média que representa todos os valores de θ .

Para considerar os diferentes tipos de intersecção indicados na Figura 2.11A, Mauldon et al. (2001) considerou m o número de pontos finais dos traços que estão contidos na janela circular, e n o número de pontos finais que intersectam a borda da janela. O número total de traços que intersectam (N), separados em número de traços com dois pontos finais contidos na janela (\hat{N}_C) e número de traços sem pontos contidos na janela (\hat{N}_T), assim:

$$n = (N - \hat{N}_C - \hat{N}_T) + 2\hat{N}_T = N - \hat{N}_C + \hat{N}_T \quad (2.18)$$

$$m = (N - \hat{N}_C - \hat{N}_T) + 2\hat{N}_C = N + \hat{N}_C - \hat{N}_T \quad (2.19)$$

Somando as duas Equações chega-se a:

$$N = \frac{n + m}{2} \quad (2.20)$$

A estimativa da densidade verdadeira dos traços, ou seja, independente da escala de amostragem e tamanho da janela, seria livre de erros de escala caso fosse possível verificar o número de fraturas cujos centros estão inseridos na janela de amostragem, e dividi-lo pela área da janela. Entretanto, não é possível saber se fraturas com um ou dois pontos finais nas bordas das janelas de amostragem tem seu centro contido ou não. O número de pontos contidos na janela (m) pode ser subdividido entre pontos inferiores dos traços (m_i) e pontos superiores dos traços (m_s) (Mauldon, 1998). Segundo o autor, é possível assumir que há uma correspondência direta (de um-para-um) entre qualquer um destes dois números (m_i e m_s) e o número de traços cujo centro também está contido na janela. Assim, é adequado considerar a densidade como a média destes dois valores, dividido pela área da janela de amostragem.

$$\rho = \frac{m_s + m_i}{2A} = \frac{m}{2A} \quad (2.21)$$

A Eq. 2.19 mostra que o valor de m representa tanto as fraturas que estão com dois pontos finais contidos no círculo, quanto as fraturas que têm apenas um ponto final contido. Do ponto de vista prático, cada dois traços parcialmente contidos na janela de amostragem representam um único traço no cálculo de densidade, e traços sem pontos contidos na janela não são considerados nesta amostragem. Esta é a forma estabelecida para garantir que o método de amostragem não dependa da escala. Considerando um exemplo prático, caso uma mesma região fosse amostrada por duas janelas de área A e $2A$, ambas com o mesmo centro, os traços que cortam a janela de área A nas duas extremidades podem cortar apenas uma das extremidades da janela de área $2A$, ou até mesmo estarem totalmente contidos nela.

Quando se define uma janela de amostragem, a esperança $E(N)$ passa a ser o próprio valor de N observado na amostragem e a esperança $E(W)$ o valor da largura da janela. Com isso, substituindo as Equações 2.20 e 2.21 em 2.17, tem-se:

$$\mu = \frac{A}{E(W)} \left(\frac{n}{m} \right) \quad (2.22)$$

Em que μ é o comprimento de médio traços (CMT) calculado para uma janela convexa irregular.

A afirmativa de que $E(N)$ é independente de θ significa que o número de traços não depende da orientação de um conjunto de traços paralelos ou subparalelos. Portanto, quando se adota uma janela de amostragem, a largura é medida perpendicularmente a direção de uma família de descontinuidades, cuja orientação independe. Desta forma, do ponto de vista prático, a esperança da largura $E(W)$ é igual a largura da janela na direção perpendicular dos traços $W(\theta)$. Para cada valor de θ , a expansão da janela resulta em diferentes valores de $W(\theta)$ e A , portanto, quando se tem mais de uma família de fraturas, com orientações diferentes, este procedimento deve ser feito separadamente para cada uma, como é exemplificado para um conjunto de traços na Figura 2.13.

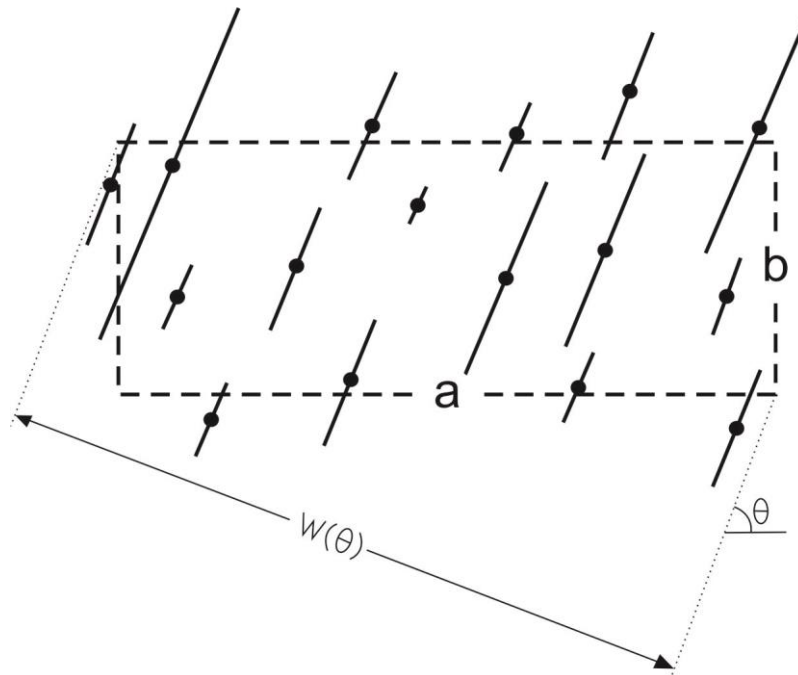


Figura 2.13: Representação da expansão de uma janela retangular com fraturas paralelas de tamanhos variados (Song, 2006).

No caso de janelas circulares, a simetria faz com que a expansão resulte na mesma área e largura, independente da orientação dos traços (Zhang e Einstein, 1998; Mauldon et al., 2001). Isso possibilita a amostragem de mais de uma família de fratura de uma única vez. Com isso, quando o maciço não apresenta conjuntos de família muito bem definidas este recurso é recomendável. Nestes casos o termo $E(W)$ é substituído pelo diâmetro da circunferência ($2r$) referente à área amostrada (πr^2), e a Eq. 2.22 pode ser reescrita como:

$$\mu = \frac{\pi r^2}{2r} \left(\frac{n}{m} \right) = \frac{\pi r}{2} \left(\frac{n}{m} \right) \quad (2.23)$$

Um exemplo recente que utilizou a metodologia com janelas circulares aplicadas em imagem obtidas a partir de scanner a laser 3D foi feito por Sturzenegger et al. (2011). Os autores propuseram a remoção de círculos da nuvem de pontos para calcular intensidade, densidade e comprimento médios dos traços (como mostra o exemplo da Figura 2.14A) pelas formulações propostas por Mauldon et al. (2001). Este tipo de amostragem foi denominado janela topográfica, pois se trata de uma forma irregular, com uma zona de influência, na qual as fraturas podem ser detectadas (Figura 2.14B).

Os autores justificam a utilização destas janelas topográficas pela zona de influência, que permite a identificação de descontinuidades com uma visualização 3D. Com este tipo de imagem, a rotação da nuvem de pontos facilita a visualização das descontinuidades, principalmente quando são subparalelas ao plano do afloramento rochoso, o que torna difícil a identificação dos traços em uma fotografia plana.

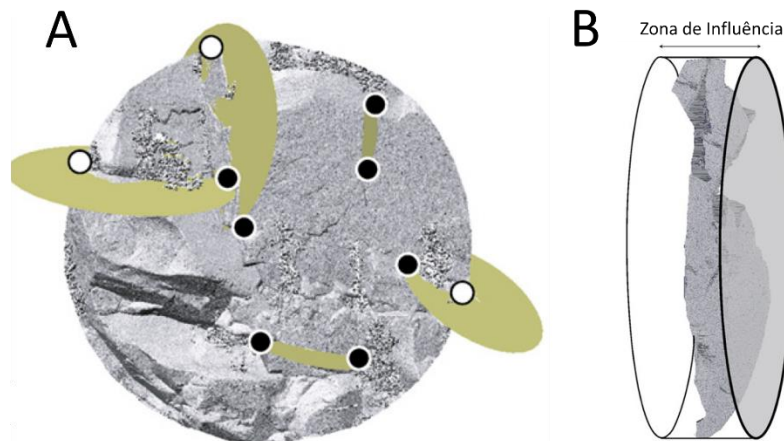


Figura 2.14: (A) Exemplo da aplicação do método de Mauldon et al. (2001) em janelas topográficas. (B) Zona de influência indicada pelo cilindro que contém a nuvem de pontos (Sturzenegger et al., 2011).

A simplicidade de aplicação destas formulações torna esta metodologia (Mauldon, 1998 e Mauldon et al., 2001) atrativa, principalmente por não depender diretamente do tipo de função de distribuição acumulada, ou densidade de probabilidade da população, mas simplesmente de uma contagem de pontos finais das fraturas em uma janela de amostragem. A amostragem em área elimina os erros relacionados a orientação, como ocorre em descontinuidades subparalelas em linhas de varredura. Os erros relacionados ao tamanho real das descontinuidades (“censoring” e “f-bias”) também são minimizados por este método, já que o valor de CMT (μ) pode ser maior que o comprimento do maior traço inserido na janela de amostragem. Famílias de fraturas com persistências muito altas (com traços que cortam o afloramento em todas as extremidades) são estimadas de forma mais correta, uma vez que o tamanho real destas fraturas é superior ao comprimento aparente no afloramento (“f-bias”). As principais limitações do método são:

- é aplicável somente a populações, e não a fraturas separadas;

- o método é aplicado em 2D, sendo que a extrapolação para três dimensões pode ser feita caso existam três superfícies ortogonais para serem amostradas;
- com exceção de janelas circulares, para aplicação da Eq. 2.22, os traços são considerados paralelos, o que é uma situação irreal (do ponto de vista geológico), principalmente para famílias de descontinuidades com distribuições esparsas.

Kulatilake e Wu (1984b) chegaram na mesma expressão da Eq. 2.22, considerando que o comprimento da janela de amostragem (neste caso retangular) na direção perpendicular dos traços ($W(\theta)$) depende das distribuições de orientação das descontinuidades, chegando nas seguintes Equações:

$$\mu = \frac{wh}{(wB + hA)} \left(\frac{n}{m} \right) \quad (2.24a)$$

$$A = \int_{\gamma_l}^{\gamma_u} \int_{\beta_l}^{\beta_u} |\cos\theta| f(\gamma, \beta) d\gamma d\beta \quad (2.24b)$$

$$B = \int_{\gamma_l}^{\gamma_u} \int_{\beta_l}^{\beta_u} \sin\theta f(\gamma, \beta) d\gamma d\beta \quad (2.24c)$$

Em que γ e β são dip° e $\text{dip direction}^\circ$, respectivamente; $f(\gamma, \beta)$ é a função de densidade de probabilidade da orientação das descontinuidades de uma determinada família; w e h são o comprimento e altura de uma janela retangular, respectivamente; e l e u são os limites superiores e inferiores das variações dos ângulos γ e β . É importante notar que, neste caso, o ângulo θ é uma variável que pode ser calculada a partir de γ e β para cada uma das descontinuidades aparentes na janela. Do ponto de vista teórico, estas Equações são mais corretas, pois não consideram os traços paralelos, obtendo o valor de $W(\theta) = (wB + hA)$. A dificuldade de aplicação deste método está justamente na definição da função $f(\gamma, \beta)$, e solução das Equações 2.24b e 2.24c. Desta forma, Wu et al. (2011) propuseram integrações numéricas para estas equações das seguintes formas:

$$A \approx \sum_{i=1}^N [|\cos\theta_i| \times Rf(\theta_i)] \approx E(\cos\theta) \quad (2.25a)$$

$$B \approx \sum_{i=1}^N [\sin\theta_i \times Rf(\theta_i)] \approx E(\sin\theta) \quad (2.25b)$$

Assim, o procedimento consiste em calcular os ângulos θ_i para cada traço aparente na janela, verificando, para cada um deles a frequência relativa $Rf(\theta_i)$. Este parâmetro é obtido considerando que a probabilidade de intersecção entre uma descontinuidades e um determinado domínio de amostragem é proporcional ao volume (V_i) no qual o centro desta determinada descontinuidade deve estar contido para que a intersecção ocorra (Wathugala e Kulatilake, 1990). De acordo com esta hipótese, $Rf(\theta_i)$ é calculado pelas Equações 2.26a a 2.26c em seguida (Wathugala e Kulatilake, 1990; Wu et al., 2011):

$$V_i = whd_i[\cos^2 \gamma_i + \sin^2 \gamma_i \cos^2(\beta_r - \beta_i)]^{0.5} + \frac{\pi d_i}{4} [w \sin \gamma_i |\cos(\beta_r - \beta_i)| + h \cos \gamma_i] \quad (2.26a)$$

em que, γ_i e β_i são dip° e dip direction°, respectivamente; β_r é o strike da janela de amostragem e d_i é o diâmetro das descontinuidades (considerando que os planos das descontinuidades são circulares). Como os diâmetros das descontinuidades não são conhecidos, Wu et al., (2011) sugerem que seja adotado um único valor, de comprimento 10% superior ao maior traço medido (para cada família de descontinuidade).

Com isso, é atribuída uma função de peso W_i para cada descontinuidade da seguinte forma:

$$W_i = \frac{1}{V_i} \quad (2.26b)$$

Assim, a frequência relativa para cada traço é obtida por:

$$Rf(\theta_i) = \frac{W_i}{\sum_{i=1}^N W_i} \quad (2.26c)$$

2.3.4 Intensidade

A intensidade de fraturas pode ser estimada a partir de três relações: (a) área total das descontinuidades pelo volume do maciço; (b) comprimento total dos traços pela área do afloramento ou janela de amostragem; e (c), número total de fraturas pelo comprimento de uma linha reta. A primeira é indeterminável devido à falta de recursos para medir a área real dos planos de fratura. A segunda é determinável, e frequentemente utilizada. Neste caso, a intensidade pode ser estimada pelo produto de μ por ρ , das Equações 2.21 e 2.22, que resultaria em uma intensidade média calculada por janelas de amostragem. A terceira relação nada mais é que a frequência calculada por uma linha de varredura, da mesma forma que foi descrito anteriormente.

Uma boa estimativa de CMT é de extrema importância para verificar a formação de blocos instáveis. Quando esta estimativa é feita de forma aparente (pela somatória do comprimento de todos os traços medidos, dividido pelo número de traços) o valor encontrado sempre será inferior ao comprimento da janela de amostragem. Pela metodologia proposta por Mauldon (1998), é fácil perceber pela Eq. 2.22 que, quando há muitos traços com pontos finais nas bordas da janela (n), o valor de μ calculado pode ser até maior que o próprio comprimento da janela na mesma direção dos traços. Isso torna esta metodologia mais segura para esta estimativa, pois quanto maior o CMT, maior será o tamanho dos blocos formados pelas descontinuidades.

A análise das fraturas na nuvem de pontos permite a amostragem dos comprimentos, posições e orientações de todos os traços. Com isso, análises de CMT descritas por Mauldon (1998) e Wu et al. (2011), podem ser feitas em diferentes trechos do túnel, para cada família de descontinuidade identificada. Estes dados podem ser diretamente utilizados em análises numéricas pelo método dos elementos distintos (MEDt), de forma mais representativa para cada situação específica identificada no mapeamento.

2.4 Método dos elementos Distintos

O método dos elementos distintos (MEDt) é um método de elementos discretos (MED) explícito, baseado no princípio das diferenças finitas (Jing e Stephasson, 2003; Jing, 2003). Este método considera as estruturas geológicas como interface de contato, para gerar dois tipos de modelos: blocos rígidos e blocos deformáveis.

Modelos de blocos rígidos respeitam as Equações de movimento de corpos rígidos, com algoritmos específicos de contatos. Modelos blocos deformáveis discretizam o interior dos blocos em malhas de diferenças finitas, permitindo análises de tensão/deformação no interior e nos contatos entre blocos. Os softwares comerciais que trabalham em MEDt, para geração de modelos de blocos por estruturas geológicas, são o UDEC, para modelos 2D, e 3DEC, para modelos 3D, ambos fabricados pela empresa norte americana Itasca Consulting Group Inc. (www.itascacg.com).

Neste método, as equações do movimento são integradas utilizando um algoritmo de relaxação dinâmica (dependente do tempo), pelo princípio das diferenças finitas, obtendo os deslocamentos e deformações, e as tensões por meio de leis constitutivas para materiais e contatos entre blocos.

2.4.1 Relaxação dinâmica:

A relaxação dinâmica é uma técnica de soluções por integração numérica de equações do movimento e equações constitutivas de um sistema de blocos, cujos os termos inercias (produtos de massas e acelerações) estão presentes, mesmo em problemas estáticos (Jing e Stephasson, 2003).

Para exemplificar a relaxação dinâmica, Otter et al. (1966) demonstraram sua aplicação (em 1D) com um problema trivial de uma barra vertical, fixa na extremidade superior e submetida a um carregamento axial na extremidade inferior (Figura 2.15). Neste caso, a condição é que, no tempo $t=0$, os deslocamentos são nulos em toda a barra, e as tensões também são nulas, exceto na extremidade inferior (livre), onde uma tensão P é subitamente aplicada. A solução deste problema precisa satisfazer as seguintes equações:

$$\sigma_z = E \frac{\partial w}{\partial z} \quad (2.27)$$

$$\frac{\partial \sigma_z}{\partial z} = \rho \left(\frac{\partial \dot{w}}{\partial t} + \frac{K}{\Delta t} \dot{w} \right) \quad (2.28)$$

Em que σ_z é a tensão vertical, E é o módulo de elasticidade do material, ρ é a densidade do material, K é o fator de amortecimento, \dot{w} é a componente de velocidade e w de deslocamento, na direção z , No equilíbrio, o lado direito da igualdade da Eq. 2.28 tende a zero.

Aplicando o princípio das diferenças finitas, é possível reescrever as Equações 2.27 e 2.28 como:

$$\sigma_{zk}^{(r)} = \frac{E}{\Delta z} (w_{k+1}^{(r)} - w_k^{(r)}) \quad (2.29)$$

$$\frac{(\sigma_{zk}^{(r)} - \sigma_{zk-1}^{(r)})}{\Delta z} = \frac{\rho}{\Delta t} (\dot{w}_k^{(r+1)} - \dot{w}_k^{(r)}) + \frac{K\rho}{\Delta t} \frac{1}{2} (\dot{w}_k^{(r+1)} + \dot{w}_k^{(r)}) \quad (2.30)$$

Reajustando a Eq. 2.30, pode-se reescrevê-la como:

$$\dot{w}_k^{(r+1)} = \frac{1}{(1 + K/2)} \{(1 - K/2)\} \dot{w}_k^{(r)} + \frac{\Delta t}{\rho \Delta z} (\sigma_{zk}^{(r)} - \sigma_{zk-1}^{(r)}) \quad (2.31)$$

O subscrito (k) e o sobrescrito (r) nas equações anteriores se referem às posições na barra (cada elemento Δz) e o número da interação (cada intervalo de tempo Δt), respectivamente. A cada uma destas posições (Δz) está associado um deslocamento (w) alternado com uma tensão (σ_z), como mostra a Figura 2.15.

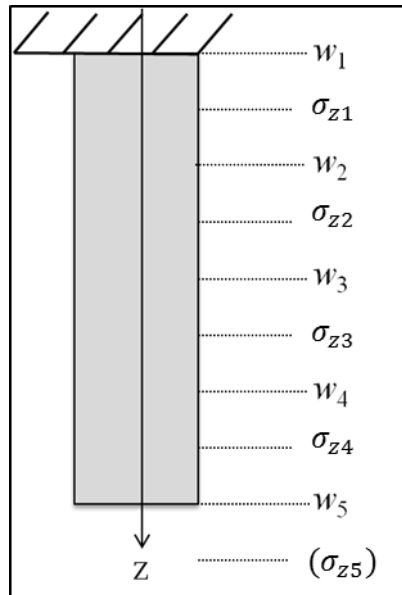


Figura 2.15: Representação da barra vertical submetida a carregamento axial no problema proposto por Otter et al. (1967).

As condições de contorno do problema impõem $w_1=0$ e $2p=\sigma_{z5}+\sigma_{z4}$ durante todas as interações, sendo que (σ_{z5}) é um ponto fictício depois da extremidade inferior da barra. As interações se iniciam pela Eq. 2.29, substituindo os valores de deslocamento e obtendo as tensões (na primeira interação, com $t=0$, as tensões são nulas em toda barra, exceto em σ_{z5} devido às condições de contorno). Em seguida, as tensões são inseridas na Eq. 2.31 para obtenção da velocidade da seguinte interação ($t+\Delta t$ ou $r+1$). Com isso, são calculados os deslocamentos pela simples relação de velocidade média (entre um intervalo Δt):

$$w_k^{(r+1)} = w_k^{(r)} + \Delta t \dot{w}_k^{(r+1)} \quad (2.32)$$

Por fim, o ciclo termina com o cálculo das novas tensões ao longo da barra $(\sigma_{zk}^{(r+1)})$ por meio dos deslocamentos obtidos pela Eq. 2.27. A Tabela 2.2 mostra um exemplo destes cálculos considerando $P=350kPa$, $E=7GPa$, $K=0.4$, $\Delta t=150\mu s$ e $\Delta z=0.1m$, sendo que o comprimento total da barra é de 0.4 metros. Os resultados dos cálculos após 35 interações apresentam as tensões igualmente distribuídas, e velocidades nulas, nos quatro elementos da barra.

Tabela 2.2: Cálculos das interações por relaxação dinâmica.

$r=1$					$r=5$						
k	1	2	3	4	5	k	1	2	3	4	5
\dot{w}	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000	\dot{w}	0.0000	-0.0076	-0.0198	-0.0100	-0.0185
w	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	w	0.0	-1.1	-4.9	-8.3	-13.0
σ_z	0.0	0.0	0.0	0.0	-700.0	σ_z	-79.3	-265.1	-234.8	-333.2	-366.8
$r=2$					$r=10$						
k	1	2	3	4	5	k	1	2	3	4	5
\dot{w}	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000	-0.0387	\dot{w}	0.0000	-0.0028	0.0002	-0.0068	-0.0069
w	0.0	0.0	0.0	0.0	-5.8	w	0.0	-5.1	-10.2	-15.9	-20.9
σ_z	0.0	0.0	0.0	-406.2	-293.8	σ_z	-358.3	-353.6	-399.0	-353.5	-346.5
$r=3$					$r=20$						
k	1	2	3	4	5	k	1	2	3	4	5
\dot{w}	0.0000	0.0000	0.0000	-0.0224	-0.0196	\dot{w}	0.00000	0.00024	0.00056	0.00067	0.00161
w	0.0	0.0	0.0	-3.4	-8.7	w	0.0	-5.1	-10.1	-15.1	-20.1
σ_z	0.0	0.0	-235.7	-376.1	-323.9	σ_z	-356.5	-350.4	-351.4	-346.3	-353.7
$r=4$					$r=35$						
k	1	2	3	4	5	k	1	2	3	4	5
\dot{w}	0.0000	0.0000	-0.0130	-0.0227	-0.0102	\dot{w}	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
w	0.0	0.0	-2.0	-6.8	-10.3	w	0.0	-5.0	-10.0	-15.0	-20.0
σ_z	0.0	-136.7	-337.5	-244.3	-455.7	σ_z	-350.3	-350.1	-350.0	-350.2	-349.8

2.4.2 Movimentações e deformações de blocos no MEDt:

Utilizando este conceito de relaxação dinâmica, exemplificado anteriormente, Hart et al. (1988) desenvolveram uma metodologia para integrar numericamente as equações do movimento para modelos de blocos. Este procedimento pode ser aplicado à sistemas de blocos rígidos e deformáveis, mas nos dois casos, em cada passo calculado, são consideradas tanto as leis constitutivas quanto as equações governamentais do movimento.

Quando os blocos são considerados rígidos (indeformáveis) não são transferidas tensões para o interior dos blocos e, portanto, não são atribuídas leis constitutivas ao material. Sendo assim, são integradas as equações do movimento para corpos rígidos, considerando relações de contato para o cálculo de forças e deslocamentos (Hart et al., 1988). A representação de contatos entre blocos por molas lineares (modelo adotado para MEDt, que será explicado mais adiante) gera uma energia excessiva que precisa ser compensada por um amortecimento proporcional a massa do bloco. Este amortecimento aplica uma força proporcional a velocidade do centro de massa do bloco rígido (ou do elemento de malha em blocos deformáveis,

como será visto mais a diante), porém em direção oposta. Este processo tem efeito similar a imersão do sistema de blocos em um líquido viscoso, para amortecer as movimentações em relação a um referencial inercial (Jing e Stephansson, 2003).

Considerando este amortecimento (representado pela constante α) e a força de gravidade, as Equações do movimento de translação e rotação do centro de massa de um bloco podem ser expressa como:

$$\ddot{u}_i + \alpha \dot{u}_i = \frac{F_i}{m} + g_i; \quad \dot{\omega}_i + \alpha \omega_i = \frac{M_i}{I} \quad (2.33)$$

Em que, na eq. de translação, \ddot{u} e \dot{u} são acelerações e velocidades de translação, respectivamente; F_i é a resultante de forças inerciais, e g_i as forças de volume (somente o efeito da gravidade é considerado). Na eq. de rotação, $\dot{\omega}$ e ω são acelerações e velocidades de rotação, respectivamente; M_i é o torque total; e I é o momento de inércia (aproximado, pelos momentos de inércia principais I_1, I_2, I_3). O subscrito i indica a existência das três direções cartesianas (x_1, x_2, x_3) de cada Eq.

Os valores das velocidades lineares e angulares em um tempo t podem ser expressas em termos de intervalos médios:

$$\dot{u}_i^{[t]} = \frac{1}{2} \left[\dot{u}_i^{[t-\frac{\Delta t}{2}]} + \dot{u}_i^{[t+\frac{\Delta t}{2}]} \right]; \quad \omega_i^{[t]} = \frac{1}{2} \left[\omega_i^{[t-\frac{\Delta t}{2}]} + \omega_i^{[t+\frac{\Delta t}{2}]} \right] \quad (2.34)$$

Diferenciando estas velocidades por diferenças finitas, as acelerações são obtidas como:

$$\ddot{u}_i^{[t]} = \frac{1}{\Delta t} \left[\dot{u}_i^{[t+\frac{\Delta t}{2}]} - \dot{u}_i^{[t-\frac{\Delta t}{2}]} \right]; \quad \dot{\omega}_i^{[t]} = \frac{1}{\Delta t} \left[\omega_i^{[t+\frac{\Delta t}{2}]} - \omega_i^{[t-\frac{\Delta t}{2}]} \right] \quad (2.35)$$

Substituindo as Equações (2.35) nas Equações (2.33), tem-se as equações do movimento para $(t+\Delta t/2)$:

$$\dot{u}_i^{[t+\frac{\Delta t}{2}]} = \left[D_1 \dot{u}_i^{[t-\frac{\Delta t}{2}]} + \left(\frac{F_i^{[t]}}{m} + g_i \right) \Delta t \right] D_2; \quad \omega_i^{[t+\frac{\Delta t}{2}]} = \left[D_1 \omega_i^{[t-\frac{\Delta t}{2}]} + \left(\frac{M_i^{[t]}}{I} \Delta t \right) \right] D_2 \quad (2.36)$$

Em que:

$$D_1 = 1 - \left(\frac{\alpha\Delta t}{2}\right) \quad e \quad D_2 = 1/\left[1 + \left(\frac{\alpha\Delta t}{2}\right)\right]$$

Representam o amortecimento. Com as velocidade calculadas em $(t+\Delta t/2)$ são calculados os incrementos de deslocamento de translação (u) e de rotação (θ) obtidos pelas relações:

$$u_i^{[t+\Delta t]} = u_i^{[t]} + u_i^{[t+\frac{\Delta t}{2}]} \Delta t; \quad \theta_i^{[t+\Delta t]} = \theta_i^{[t]} + \omega_i^{[t+\frac{\Delta t}{2}]} \Delta t \quad (2.37)$$

Com isso, a posição de cada bloco é atualizada em cada intervalo de tempo, com os deslocamentos lineares e angulares calculados em $\Delta t/2$ a frente das velocidades.

Quando o sistema de blocos é considerado deformável, as deformações internas são calculadas a partir de elementos tetraédricos formados pela discretização dos blocos. Assim, a complexidade das deformações dos blocos depende do número de elementos que os compõem. Num elemento tetraédrico, as deformações/deslocamentos são calculadas pela relação entre as forças que atuam em cada nó do da malha, que depende das tensões das zonas internas dos elementos conectados a este nó. Neste caso, a força resultante F_i , que aparece na primeira Eq. 2.36, passa a atuar em cada nó da malha estabelecida, e é calculada pela soma das seguintes parcelas (Itasca, 2007):

$$F_i = F_i^c + F_i^l + \sum_{l=1}^M F_i^z \quad (2.38)$$

Sendo que, F_i^c é a parcela das forças de contato, portanto, somente é considerada quando o nó está localizado no contato entre dois blocos. A parcela F_i^l é referente a alguma força externa de carregamento (alguma tensão aplicada nas condições de contorno). Por ultimo, $\sum F_i^z$ representa as forças exercidas pelas zonas internas dos elementos (de 1 a M) conectados em um dado nó (i), considerando a parcela de cada face que forma cada elemento. Em um único elemento esta força, é calculada como (Jing e Stephansson, 2003):

$$F_i^Z = \int_s \sigma_{ij} n_j ds \approx \sigma_{ij} \sum_{k=1}^N n_j^k \Delta S^k \quad (2.39)$$

Em que N é o número de faces do elemento, de áreas ΔS^k e vetores normais n_j^k . As tensões indicadas nesta expressão, são obtidas a partir das deformações, utilizando as leis constitutivas. Os incrementos de deformação são obtidos (a cada passo) pelas variações das velocidades utilizando a relação:

$$\Delta \varepsilon_{ij} = \frac{1}{2} \left(\frac{\partial \dot{u}_i}{\partial x_j} \pm \frac{\partial \dot{u}_j}{\partial x_i} \right) \Delta t \quad (2.40)$$

Considerando que a variação dos componentes de velocidade $(\dot{u}_1, \dot{u}_2, \dot{u}_3)$ nas direções (x_1, x_2, x_3) , multiplicado pelo intervalo de tempo Δt representam a variação dos componentes de deslocamento (u_1, u_2, u_3) dos nós, para todos os componentes de deformação volumétrica ($i = j$, utilizando o sinal "+" na expressão) e de distorção ($i \neq j$, utilizando o sinal "-" na expressão). As variações das velocidades nas direções 1, 2 e 3 $(\partial \dot{u}_i / \partial x_j ; \partial \dot{u}_j / \partial x_i)$ são obtidas numericamente, pelas velocidades relativas entre os nós (Jing e Stephansson, 2003):

$$\frac{\partial \dot{u}_i}{\partial x_j} \approx \frac{1}{V} \sum_{k=1}^N \bar{v}_i^k n_j^k \Delta S^k \quad (2.41)$$

Em que V é o volume do elemento, e \bar{v}_i^k é a velocidade média da face k na direção i (calculada pela média das velocidade dos nós que formam esta face).

Sintetizando a sequência de cálculos para blocos deformáveis, em um passo $(t+\Delta t)$, as velocidades calculadas pela primeira Eq. 2.37 para cada nó são diretamente utilizadas nas Equações 2.41 e 2.40, atualizando deformações dos elementos com base no deslocamento dos nós. Utilizando leis constitutivas, as novas deformações calculadas levam a novas tensões, que, por sua vez, possibilitam a atualização das forças em cada nó, utilizando a Eq. 2.39 e a parcela $\sum_{i=1}^M F_i^Z$ da Eq. 2.38. Desta forma, com a utilização de modelos deformáveis é possível verificar a variação de tensões e deformações durante todo o processo, estabelecer diferentes leis constitutivas, e

diferentes parâmetros mecânicos para diferentes materiais (solos e rochas), e tipos de descontinuidade (fraturas e foliações).

2.4.3 Contato entre blocos

Com as velocidades obtidas pelo procedimento anterior, para cada incremento de tempo, em cada um dos contatos, são calculadas as velocidades relativas entre dois blocos, no caso de modelos de blocos rígidos, ou a velocidade relativa entre cada face dos elementos em contato, em modelos deformáveis. O produto desta velocidade relativa com o intervalo de tempo (valor estabelecido como uma interação) gera um incremento de deslocamento de contato (ΔU_i) que pode ser decomposto uma componente normal (ΔU^n) e duas de cisalhamento (ΔU_i^t).

Mecanicamente, esta interação entre o contato de dois blocos pode ser representada por um conjunto molas na direção normal (de constante de rigidez finita K_n) e outro na direção tangencial (de constante de rigidez finita K_s), como mostra a Figura 2.16 (Jing e Stephansson, 2003). Sendo assim, os produtos entre incrementos de deslocamentos relativos, constantes de rigidez das molas, fornecem as forças de interação normal e tangencial, bem como as tensões, considerando que são conhecidas as áreas de contato.

$$\Delta F^n = K_n \Delta U^n \quad e \quad \Delta F_i^s = K_s \Delta U_i^s \quad (2.42)$$

$$\Delta \sigma^n = K_n \Delta U^n \quad e \quad \Delta \sigma_i^s = K_s \Delta U_i^s \quad (2.43)$$

Sendo que, na Eq. 2.42 as constantes de rigidez têm unidade [força/deslocamento] e na Eq. 2.43 têm unidade [tensão/deslocamento]. A cada passo o incremento de tensão/força calculado é somado a total (resultante) acumulada no até o passo anterior, tanto para parcela normal (F^n e σ^n) quanto para as parcelas de cisalhamento (F_i^t e σ_i^t), cujas duas direções estão representadas pelo subscrito i .

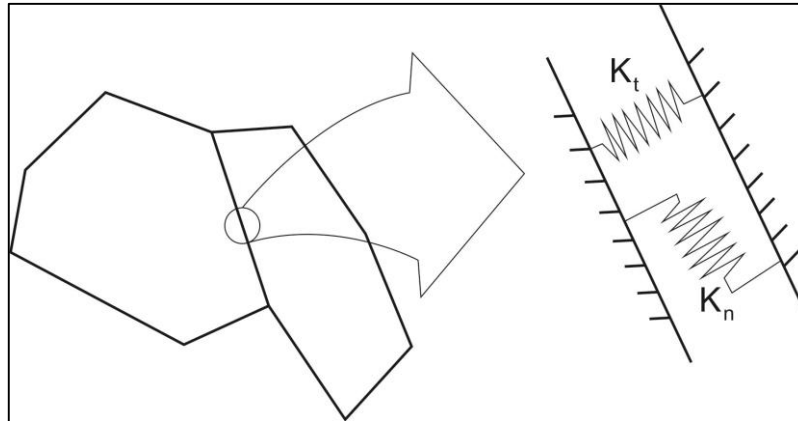


Figura 2.16: Representação de um contato de dois blocos por sistema de molas (modificado de Jing e Stephansson, 2003).

A partir deste princípio, modelos constitutivos mais avançados podem ser implementados nos contatos entre blocos (descontinuidades, no caso de análises em maciços rochosos). O modelo mais simples, que já está incorporado em programas comerciais (3DEC), é denominado modelo de juntas Coulomb-Slip (Itasca, 2007). Este modelo consiste basicamente na adaptação da lei de atrito de Coulomb em planos de descontinuidades, atribuindo parâmetros de coesão, resistência à tração e ângulo de atrito. Neste modelo são consideradas rupturas por cisalhamento e por tração.

Os critérios de resistências máximas à tração e ao cisalhamento, permitidas por estes modelos são dadas pelas seguintes expressões:

$$T_{max} = -TA_c \quad (2.44)$$

$$F_{max}^S = cA_c + F^n \tan\phi \quad (2.45)$$

Em A_c é a área de contato, T_{max} é a resistência à tração, F_{max}^S é a resistência ao cisalhamento, c é a coesão e ϕ é o ângulo de atrito. Quando um destes dois critérios é alcançado, imediatamente os valores de resistência a tração e coesão são levados a zero, e o ângulo de atrito pode ser reduzido a um valor residual (ϕ_r). Com isso, quando estes critérios são atingidos, o comportamento dos contatos deixa de seguir o modelo elástico das Equações 2.42 e 2.43, e as novas forças de contato são calculadas da seguinte maneira:

Para ruptura por tração:

$$\text{Se } F^n < T_{max} \text{ então } F^n = 0 \text{ e } F^s = 0 \quad (2.46)$$

Para ruptura por cisalhamento:

$$\text{Se } F^s > F_{max}^s \text{ então } F_i^s := F_i^s \frac{F_{max}^s}{F_s} \quad (2.47)$$

Sendo que, (F^s) é a magnitude da força de cisalhamento:

$$F^s = (F_i^s F_i^s)^{1/2} \quad (2.48)$$

3 DESCRIÇÃO E CARACTERIZAÇÃO DA ÁREA DE ESTUDO

3.1 A Estrada de Ferro Vitória Minas (EFVM) e o Projeto TUNELCON

A EFVM é uma ferrovia importante, de operação intensa, responsável pelo escoamento do minério de ferro do quadrilátero ferrífero (Minas Gerais) até o porto de Tubarão, no Espírito Santo (Figura 3.1). Ao todo, existem 44 túneis na EFVM, sendo que 21 deles não são revestidos, ou são parcialmente revestidos. Esta ferrovia foi inaugurada em 1904 e, durante as décadas de 1970 e 1980, passou por um processo de expansão e duplicação, que resultou na construção de parte dos túneis existentes na via.

Esta diferença de idade indica que foram utilizados diferentes critério de projeto e métodos de construção, que levaram à opção de não utilização de revestimento em parte dos túneis (construídos anteriormente e posteriormente às décadas de 1970 e 1980). Tomando como exemplo os métodos empíricos de classificações geomecânicas, os sistemas RMR (Bieniawski, 1973) e Q (Barton et al., 1974) foram publicados durante a década de 1970, portanto, é provável que estes métodos tenham sido aplicados apenas em túneis mais recentes.

Atualmente, alguns túneis não revestidos da EFVM apresentam problemas localizados de queda de blocos, indicando que as condições atuais de estabilidade não são as mesmas da época da construção. Com esta demanda de reavaliar estes túneis, a VALE SA e a Escola Politécnica da Universidade de São Paulo iniciaram um convênio de pesquisa para aplicação do projeto TUNELCON (Futai et al., 2011; Futai et al., 2013), cujo objetivo principal é desenvolver ferramentas de análise de queda de blocos nos túneis em rocha não revestidos da EFVM.

A prática atual de manutenção para remoção destes blocos instáveis adotada pela VALE SA, é a realização esporádica de inspeções de “bate choco”. Nestes trabalhos, a superfície dos túneis em rocha é investigada pelo ruído característico de blocos soltos, quando barras metálicas, operadas manualmente, se chocam contra eles. A fim de verificar a eficiência deste procedimento, Cacciari et al. (2013a) estudaram a relação entre a posição lateral (em seção transversal) dos blocos removidos nos túneis pelo “Bate Choco” (ver anexo I), e a posição das cunhas instáveis pela análise de blocos chave (Goodman e Shi, 1985). Para realizar essas análises foi utilizado o software UNWEDGE (www.rocscience.com). De modo geral,

os autores verificaram que esta relação entre o bate choco e blocos chave existe, indicando que, boa parte dos blocos instáveis, são definidos pelas descontinuidades. Entretanto, foi verificado que a maior parte dos blocos são removidos das paredes, nas partes mais baixas, indicando que este procedimento de manutenção é fortemente influenciado pelas facilidades dos operadores em acessar locais e aplicar forças para remover os blocos.

3.2 A escolha do túnel Monte Seco como objeto de estudo.

O primeiro passo do projeto TUNELCON, foi a realização de inspeções iniciais para verificar as condições gerais de alguns túneis, e escolher um deles como objeto de estudos detalhados e desenvolvimento da metodologia de análise proposta. A Figura 3.1 mostra a posição e o nome dos túneis visitados ao longo da ferrovia.

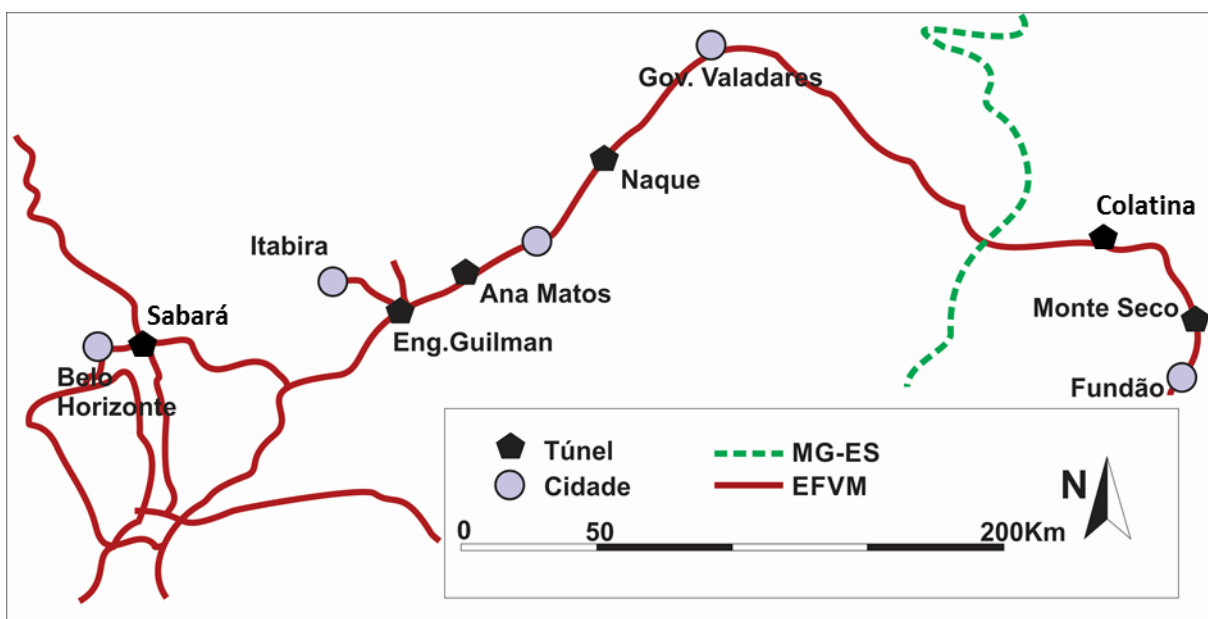


Figura 3.1: Localização dos túneis inspecionados da Estrada de Ferro Vitória-Minas.

Durante estas inspeções, foram realizados mapeamentos geológicos básicos, para evidenciar as litologias e tipos de descontinuidades nos maciços dos túneis. A Figura 3.2 mostra a projeção estereográfica dos polos das descontinuidades mapeadas e as médias de cada estrutura. A Tabela 3.1 mostra os litotipos encontrados em cada túnel.

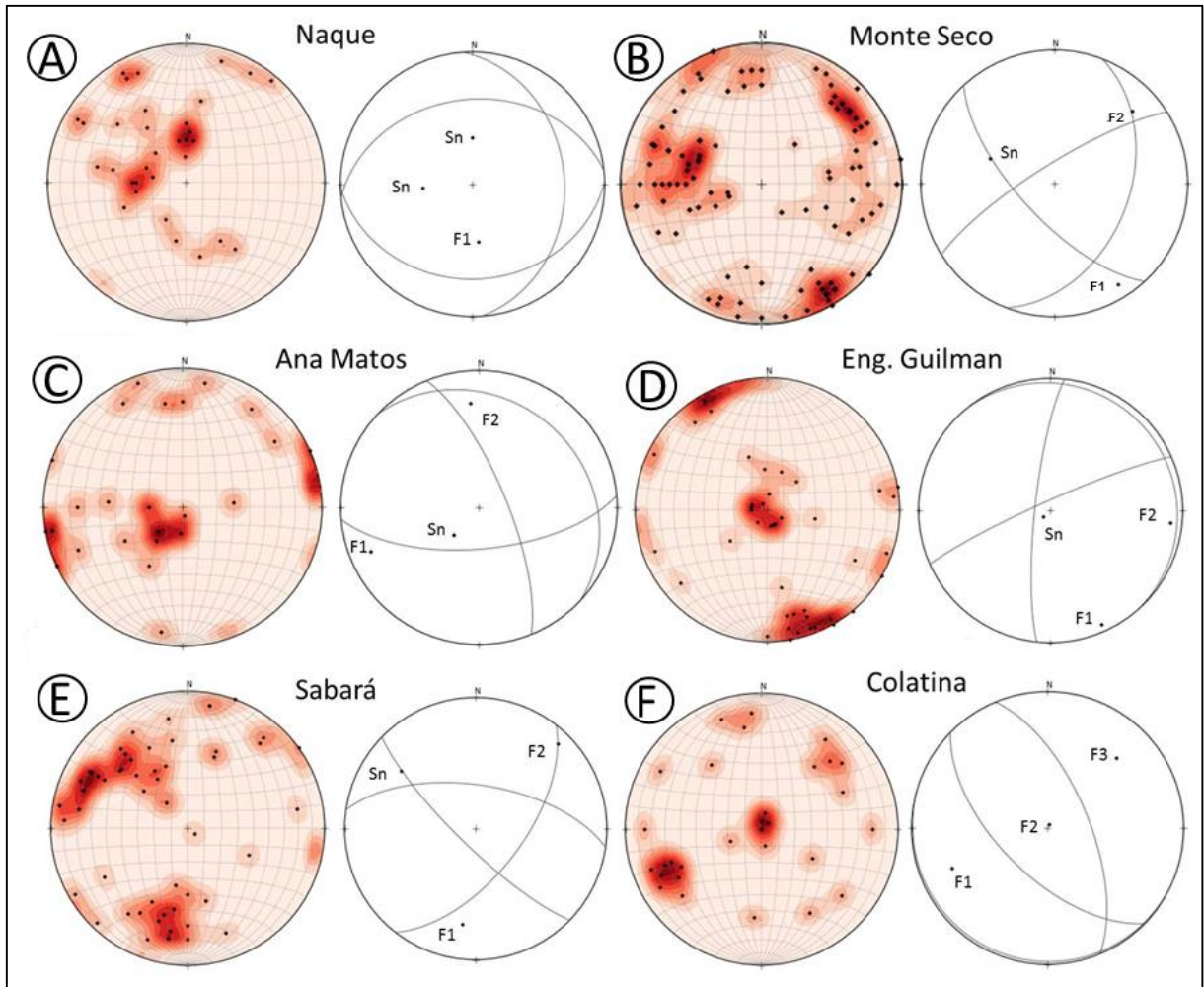


Figura 3.2: Projeções estereográficas das estruturas mapeadas nas inspeções iniciais. (A) Túnel Naque; (B) Túnel Monte Seco; (C) Túnel Ana Matos; (D) Túnel Eng. Guilman; (E) Túnel Sabará e (F) Túnel Colatina. Em todas as projeções F1, F2 e F3 representam famílias de fraturas e Sn a foliação.

Tabela 3.1: Litologias e características geométricas dos túneis inspecionados.

TÚNEL	GEOLOGIA	ROCHA	DIREÇÃO DO EIXO TÚNEL	COMP. DO TÚNEL (m)	
				Linha 1	Linha 2
Naque	Complexo Mantiqueira	Gnáisse	N 62	265	-
Monte Seco	Complexo P. do Sul	Gnáisse	N 165	995	977
Ana Matos	Complexo Mantiqueira	Gnáisse	N 90	293	295
Eng. Guilman	Suite Borrachudos	Granito	N 66	1105	1121
Colatina	Granitóides	Granito	N 90	635	332
Sabará	Grupo Sabará	Filito e Metagrauvaca	N 102	2909	-

Para a continuidade do projeto TUNELCON, o túnel Monte Seco foi escolhido para realização das atividades de mapeamento detalhado, utilizando scanner a laser 3D e investigação geofísica. A escolha deste túnel foi baseada na existência de

características geológico-geotécnicas relevantes à aplicação da metodologia proposta, bem como características favoráveis aos trabalhos de campo. Desta forma, foram estabelecidas duas preferências para a escolha do túnel: existência de 3 ou mais famílias de descontinuidades (para formação de blocos instáveis) e facilidades de acesso para viabilizar trabalhos de sondagem e investigação geofísica com os recursos existentes.

Dentre os túneis visitados, o Monte Seco foi o que melhor se enquadrou nas preferências e, portanto, foi escolhido como objeto de estudo e desenvolvimento do projeto. A linha 1 do túnel Monte Seco (Tabela 3.1), é uma das mais antigas da EFVM. Já a linha 2, foi construída durante a expansão da via, entre 1970 e 1980. Não foram obtidas informações precisas da data exata de conclusão ou início da linha 1, entretanto, informações internas da VALE SA indicam que esta linha foi construída no início da década de 1940.

3.3 Localização do túnel Monte Seco

O túnel Monte Seco está localizado no estado do Espírito Santo, entre os municípios de João Neiva e Ibirapu, próximo ao quilômetro 205 da BR 101 (Figura 3.3). Cada uma das linhas (1 e 2) possui aproximadamente 5 m de largura e 6 m de altura, com 990 m de comprimento.

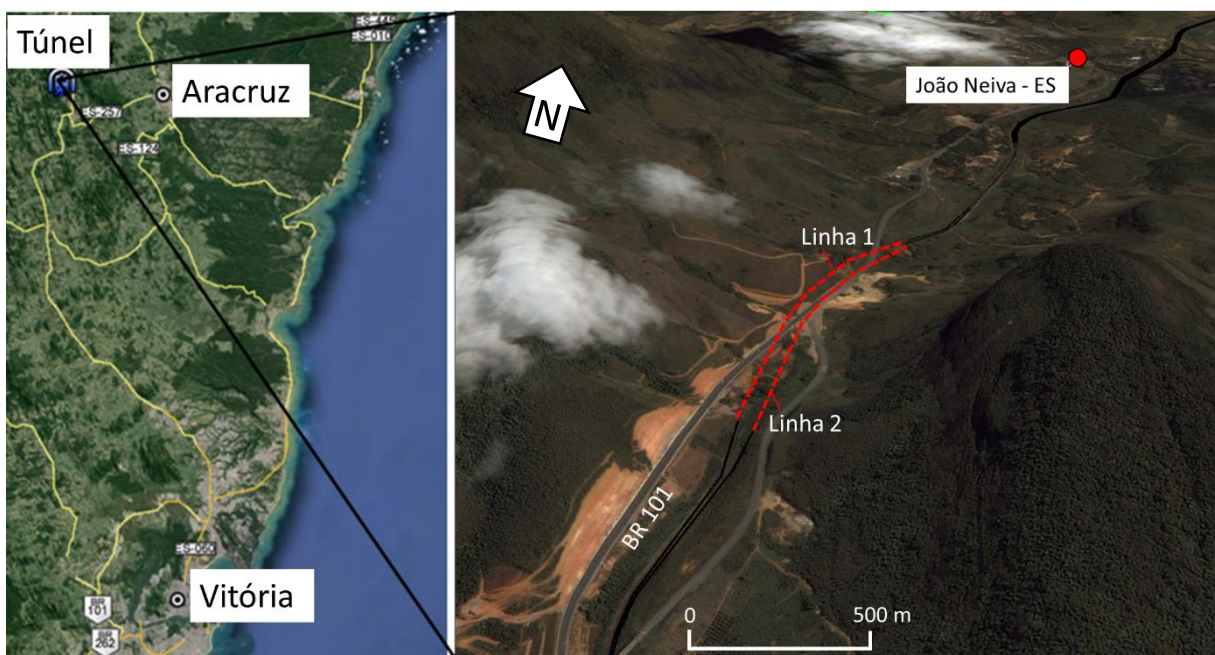


Figura 3.3: Localização do túnel Monte Seco e da área de estudo (Google Earth).

3.4 Geologia local

O maciço rochoso do túnel Monte Seco está inserido na província Mantiqueira (Almeida, 1977), em rochas pertencentes ao orógeno Araçuaí, de idade Neoproterozóica-Cambriana, cujo arcabouço estrutural foi desenvolvido durante os eventos deformacionais Brasilianos.

O maciço rochoso é formado por um paragnaisse (metamorfismo de rochas sedimentares), com textura milonítica (Figura 3.4A), composto por bandas félsicas (predominância de quartzo e feldspato) e máficas (predominância de biotita e anfibólio), com foliação pronunciada, principalmente pela orientação das micas. Em diversas porções do túnel, bem como em afloramento externos, também foram observados bolsões graníticos (Figura 3.4B), de 1-3 metros, aproximadamente, inseridos no paragnaisse, com contato por vezes abrupto, não foliados e com textura pegmatítica.

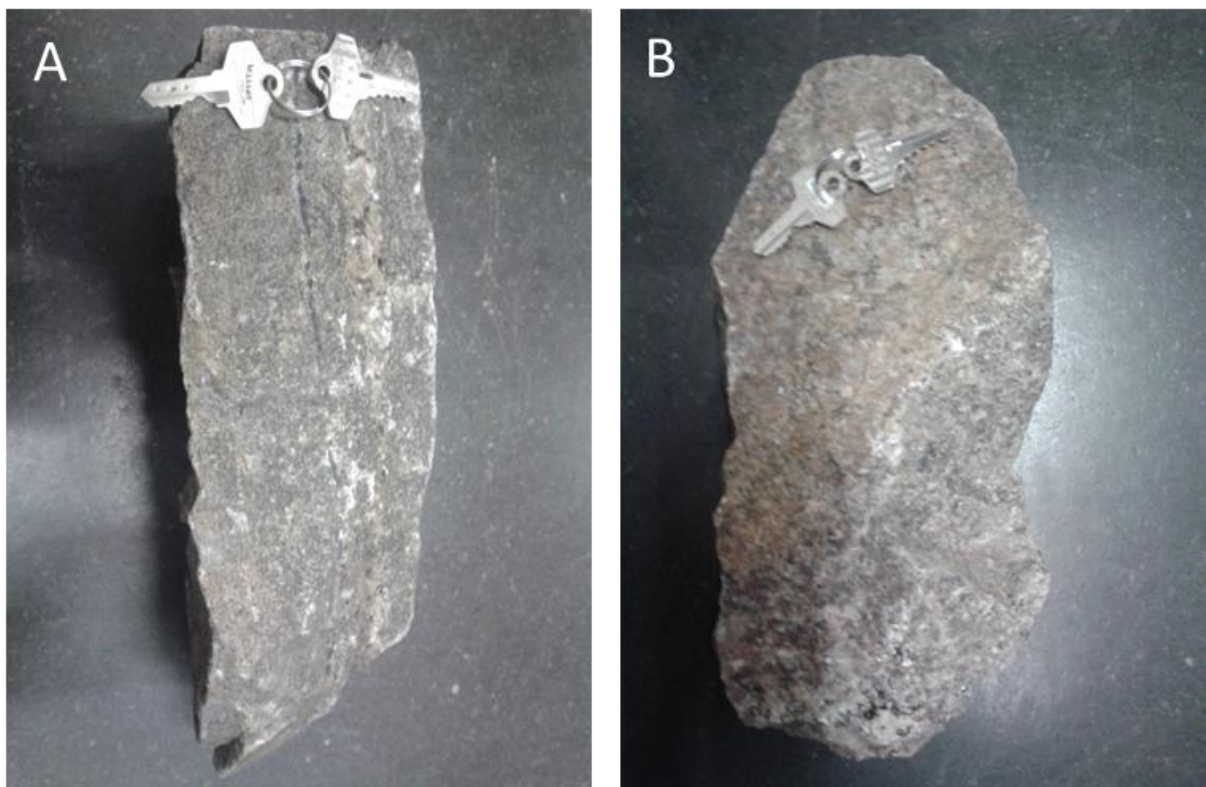


Figura 3.4: Litotipos presentes no maciço rochoso do túnel Monte Seco. (A) Paragnaisse; (B) Granito.

Durante a inspeção inicial, foi realizado um mapeamento geológico básico do túnel Monte Seco, para verificar as litologias presentes no maciço e identificar as discontinuidades geológicas existentes. Esse mapeamento não forneceu detalhe

suficiente para análises localizadas, mesmo porque, o tempo disponibilizado era muito curto para este fim. Entretanto, foi obtida uma visão geral das condições geológicas do maciço e identificadas algumas zonas mais fraturadas ao longo do túnel.

Neste mapeamento básico foram identificadas três famílias de descontinuidade: A foliação (Sn); fraturas aproximadamente perpendiculares ao eixo do túnel (F1); e fraturas aproximadamente paralelas ao eixo do túnel, mergulhando para oeste (F2). A Figura 3.5 mostra a distribuição de polos, em projeção estereográfica, dos planos de descontinuidades evidenciados ao longo de todo o túnel Monte Seco, linha 1, nesta inspeção inicial. Também estão apresentados os dados obtidos pelo tratamento estatístico a partir da distribuição de Fisher.

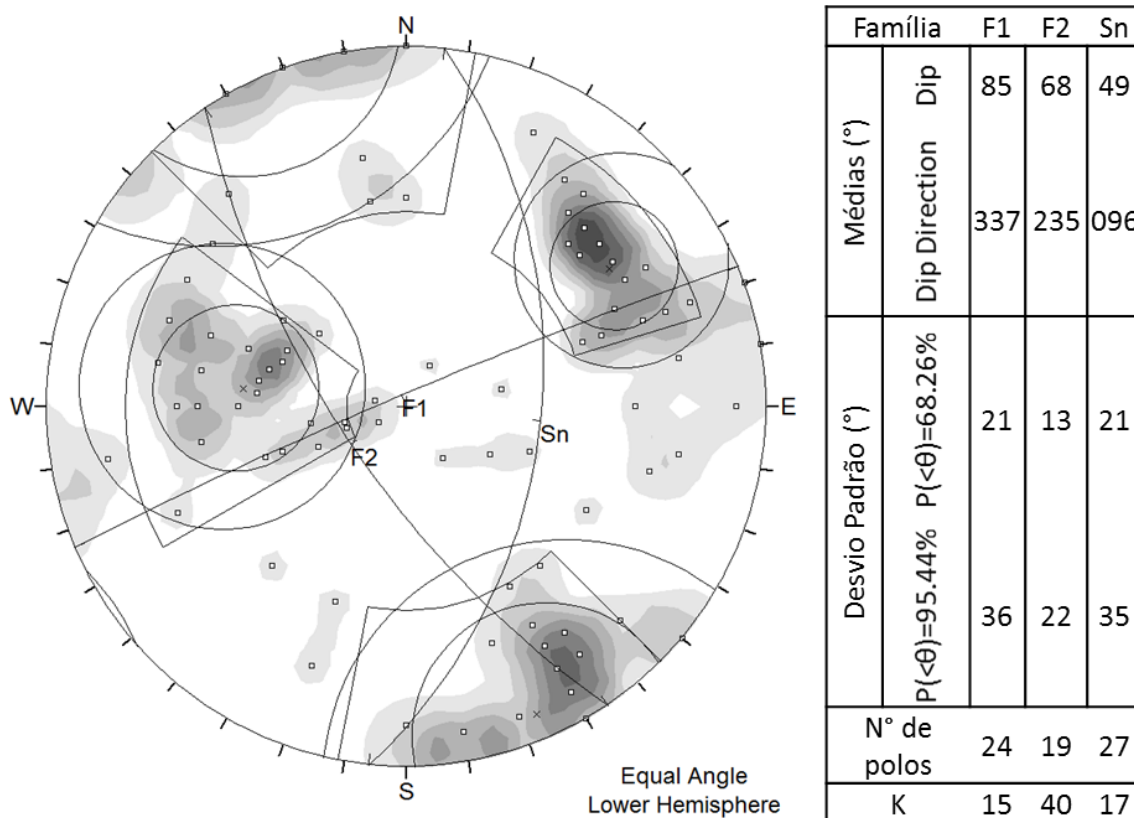


Figura 3.5: Diagrama de contorno de polos das estruturas geológicas medidas na inspeção inicial do túnel Monte Seco.

Durante a campanha de campo foi verificada a abundância de minerais micáceos (principalmente biotita) nos planos de foliação. Alguns blocos que foram removidos pela VALE SA em campanhas de manutenção, foram trazidos para a Escola Politécnica. Tanto nestes blocos, quanto em testemunhos de sondagem, também foi verificada alta quantidade de biotita nos planos de foliação. As Figuras

3.6A e 3.6B mostram a presença destas micas nos blocos, e a Figura 3.6C nos testemunhos de sondagem. Esta mesma figura indica a diferença de coloração das biotitas quando submetidas a processos de alteração, nos quais o ferro presente em sua composição química é oxidado, e apresenta coloração avermelhada. As ligações químicas destes minerais são extremamente fracas, e pioram quando alterados.

Esta constatação de micas indica que estes planos de foliação podem apresentar baixas resistências, quando formados por biotitas alinhadas, e podem levar a instabilidade de blocos, principalmente onde ocorrem processos de alteração mineralógica, que diminuem ainda mais estas resistências.

A alteração desta rocha também está sendo estudada no projeto TUNELCON, por meio de análises petrológicas e mineralógicas. Resultados de Monticeli et al. (2014) indicam que, além das biotitas, estes paragneisses e granitos possuem quantidades elevadas (de 20 a 30%) de cordierita (silicato de ferro e alumínio), que é um mineral de fácil alteração e pode formar minerais secundários expansivos (Anexo II)



Figura 3.6: (A e B) presença de micas em planos de foliação nos blocos. (C) Presença de biotita em planos de foliação nos testemunhos de sondagem.

3.5 Escolha da região do túnel para o escaneamento

O tempo disponibilizado pela VALE SA para visita nos túneis da EFVM era extremamente curto, limitando os trabalhos de escaneamento. Desta forma, durante as visitas de campo, uma região intensamente fraturada do túnel Monte Seco foi identificada (Figura 3.7A), e selecionada para ser escaneada. No final de 2012, o primeiro escaneamento foi realizado como o objetivo de obter imagens desta região. O tempo limitado para este trabalho não permitiu a expansão do escaneamento para outras regiões do túnel. Entretanto, a região previamente identificada durante as inspeções iniciais foi escaneada resultando em uma nuvem de pontos de 41 m (Figura 3.7B). Esta nuvem de pontos serviu para aplicação das etapas III e IV desta dissertação, descritas no capítulo 1.

No final de 2013 outro escaneamento foi realizado no túnel Monte Seco, resultando em imagens de melhor qualidade (Anexo III). Uma região de 8 m, referente ao trecho de maior intensidade de fraturamento dentro dos 41 m do escaneamento anterior, foi selecionada para aplicação da etapa V, descrita no Capítulo 1 (Figura 3.7C). Nesta segunda oportunidade foi possível realizar um escaneamento de aproximadamente 300 m da linha 1 e 150 m da linha 2 do túnel Monte Seco. Entretanto, apenas este trecho de 8 m será utilizado nesta dissertação. Outras análises com estas imagens serão realizadas pela equipe do projeto TUNELCON, e serão publicadas em outras oportunidades.

Além da verificação da grande quantidade de fraturas nesta porção do túnel (região de 41 m da Figura 3.7B), também foram verificadas características geomecânicas importantes do maciço rochoso durante as inspeções de campo. Utilizando os perfis característicos propostos por Barton e Choubey (1976), foi possível inferir que as fraturas possuem superfície rugosas, com JRC variando de 8 a 10, a foliação moderadamente rugosa, com JRC variando de 4 a 6. Em algumas fraturas, foi verificada a existência de um preenchimento claro e arenoso que, provavelmente, se trata da própria alteração das paredes da descontinuidade. Como estes locais eram escassos, o efeito destes preenchimentos não será considerado na estimativa dos parâmetros mecânicos. Por outro lado, a alteração das superfícies das descontinuidades será considerada utilizando dados de esclerometria obtidos por Monticeli (2014), que identificaram os seguintes valores de o “*rebound number*” (R): para fraturas (F1 e F2) variando em torno de 65 nas superfícies menos alteradas e 49

nas mais alteradas, com média de 57; e para a foliação, variando em torno de 59 nas superfícies menos alteradas e 49 nas mais alteradas, como média de 55,5. A utilização destes dados (rugosidade e alteração) para estimativa de parâmetros mecânicos das descontinuidades será descrita com detalhe no Capítulo 7.

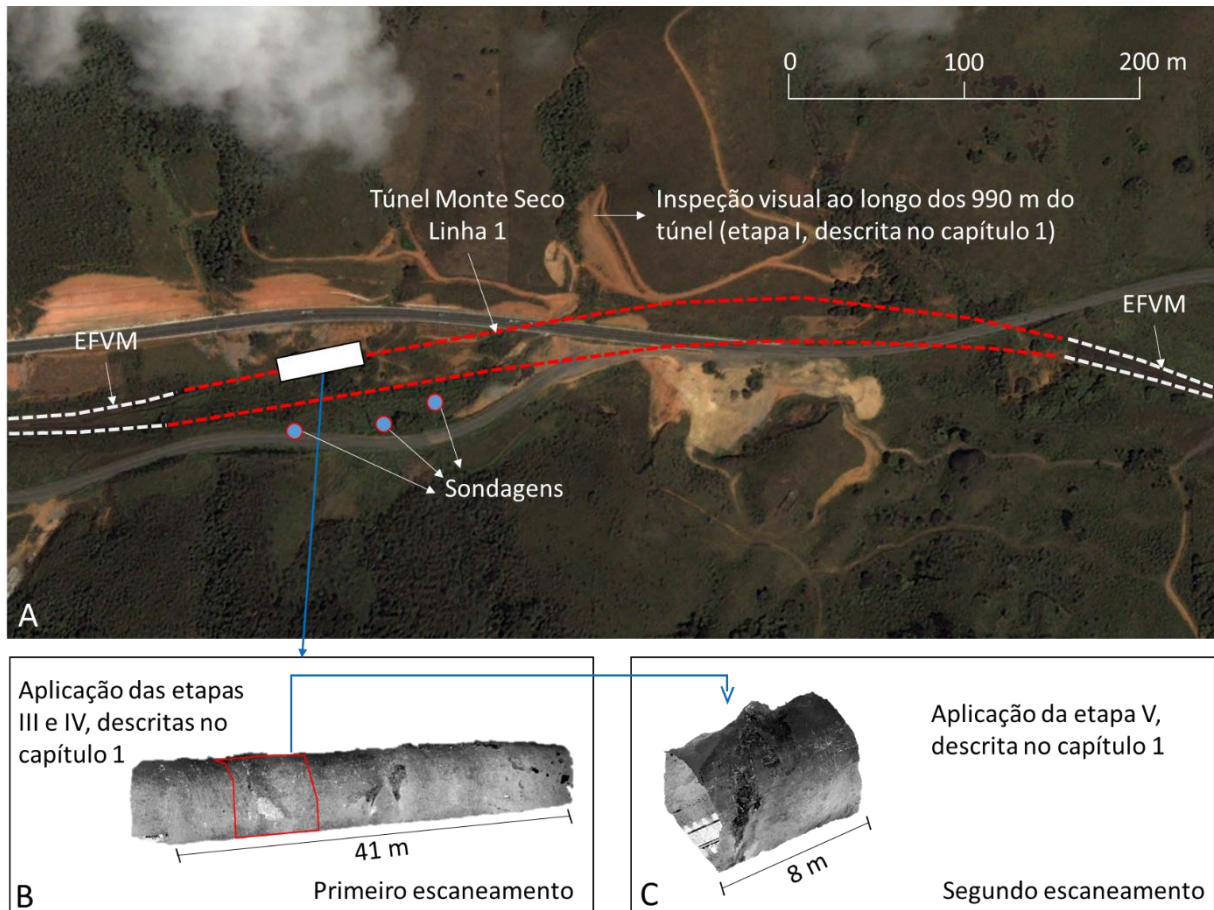


Figura 3.7: (A) Imagem de satélite do túnel Monte Seco indicando o trecho fraturado de 41 m escolhido para o primeiro escaneamento (Google Earth). (B) Nuvem de pontos do primeiro escaneamento utilizada para as etapas III e IV da dissertação, indicando o trecho de 8 m do túnel que foi utilizado no segundo escaneamento. (C) Nuvem de pontos do segundo escaneamento, utilizada para a etapa V da dissertação.

3.6 Levantamento geofísico de resistividade elétrica

A geofísica de resistividade elétrica foi utilizada principalmente para caracterizar o contato solo rocha e evidenciar possíveis regiões alteradas do maciço, verificando a presença de água pelas variações resistivas em seções de caminhamento elétrico. Três furos de sondagem realizados no projeto TUNELCON (cujos posicionamentos estão indicados na Figura 3.7A) foram utilizados para a calibração de valores de

resistividade com o topo rochoso. Outros resultados obtidos pelas sondagens estão sendo analisados por outros integrantes do projeto TUNELCON, e não serão apresentados neste momento.

3.6.1 Breve revisão do método

A resistividade elétrica diz respeito à dificuldade encontrada pela corrente elétrica em se propagar em um meio (Brooks et al., 2009). Este método consiste basicamente na aplicação de uma corrente elétrica artificial no terreno por dois eletrodos de corrente, com o objetivo de medir o potencial gerado em outros pares de eletrodos (dipolos), em diferentes distâncias. Em cada um destes pontos a resistividade elétrica (ρ^e) é calculada como:

$$\rho^e = K \frac{\Delta V}{I} \quad (3.1)$$

Onde K é a constante geométrica (depende do espaçamento e da quantidade de pares dipolos), ΔV é a diferença de potencial de um dipolo específico, e I é a corrente induzida.

Para o levantamento de seções 2D de resistividade elétrica é realizado o caminhamento elétrico (CE). Esta metodologia de levantamento de campo consiste na obtenção de resistividade elétrica a partir de medidas efetuadas na superfície do terreno, investigando, ao longo de uma seção, a variação horizontal de resistividade em diversas profundidades (Elis et al., 2003). Neste método, os eletrodos são distribuídos em uma linha, com um par de eletrodos emissores de corrente (AB), e diversos pares de eletrodos receptores de corrente (MN) (Gallas, 2000). Assim, a resistividade é amostrada em diversas profundidades (níveis), a cada vez que o conjunto é posicionado (Figura 3.8).

Em cada posição que este conjunto é instalado, se obtém uma amostragem, com um dado de resistividade obtido para cada dipolo (MN), representando cada nível de profundidade. Ao passo que o caminhamento se desloca, amostragens paralelas são realizadas, resultando em uma seção com uma malha de valores medidos.

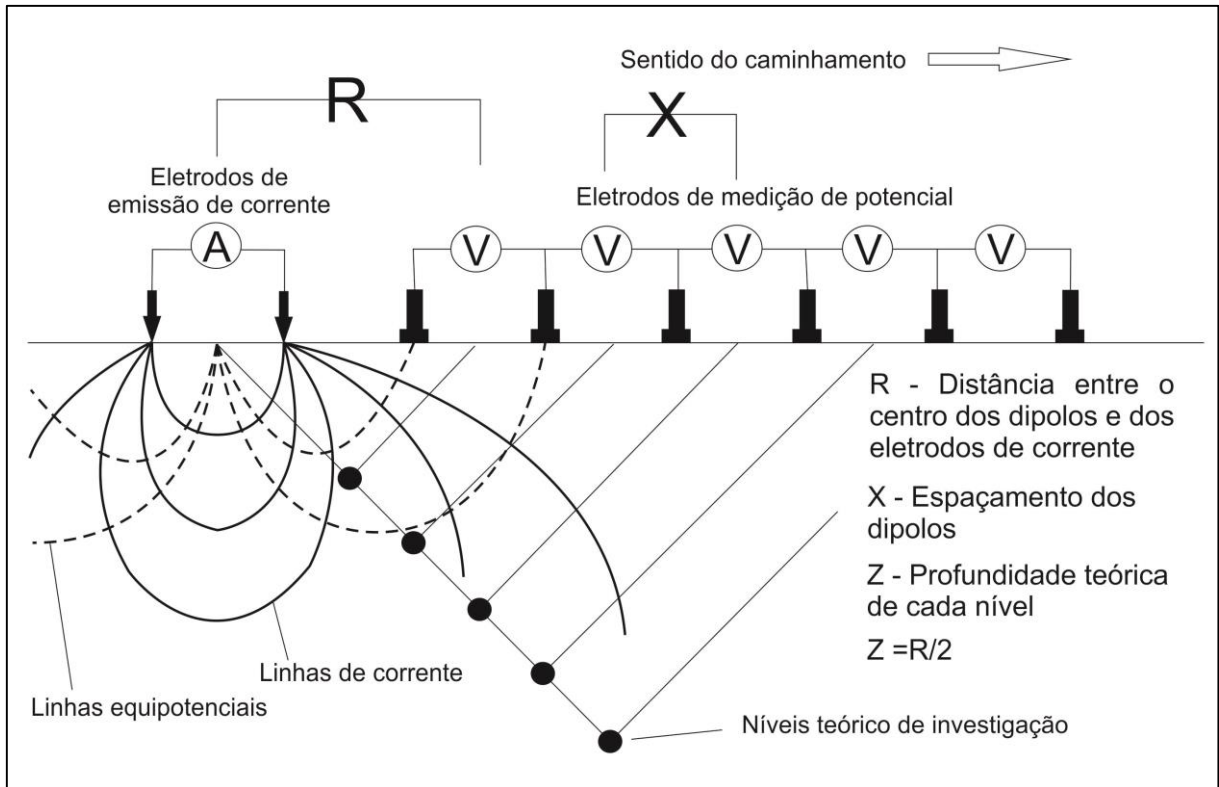


Figura 3.8: Representação da distribuição dos eletrodos no ensaio de caminhamento elétrico.

A presença de água é o principal fator de alteração dos valores de resistividade elétrica nos solos e nas rochas. Conseqüentemente, estruturas como interface solo/rocha, fraturas, falhas etc., apresentam valores anômalos de resistividade por facilitarem infiltração e concentrarem maiores umidades. A simples diferença de densidade entre materiais evidenciada na interface solo/rocha, ou de contatos litológicos, também interfere na propagação da corrente elétrica, tornando possível sua separação em zonas mais e menos eletrorresistivas.

Neste trabalho, a aplicação de métodos geofísicos tem objetivo de caracterizar o contato solo rocha e evidenciar possíveis regiões alteradas do maciço, devido à presença de água em regiões fraturadas. A importância da determinação destas estruturas está associada à construção de um modelo, que considere a influência de cada camada (solo e rochas) no estado de tensões da escavação. Além disso, é importante observar a distribuição das regiões alteradas em subsuperfície em relação ao túnel, correlacionando-as com regiões intensamente fraturadas.

Para calibrar os valores de resistividade elétrica com o contato solo rocha, serão utilizadas as descrições das sondagens rotativas SR-02 e SR-03 (Figura 3.9) realizadas no projeto TUNELCON, que foram descritas por Ito (2013).

3.6.2 Levantamento de campo

O método geofísico aplicado foi de resistividade elétrica, por caminhamento tipo dipolo-dipolo (Gandolfo e Gallas, 2007). Os equipamentos utilizados para coleta de dados foram: Imageador elétrico Sycal Pro, fabricado pela empresa francesa Iris Instruments (www.iris-instruments.com), dois cabos de 120 m, com eletrodos a cada 5 m, barras de ferro para cravação no solo, computador para aquisição de dados, trena, bussola e GPS para direcionamento das linhas levantamento. O procedimento para o levantamento de uma seção consiste em esticar os cabos em direções opostas e colineares (alinhados pela bussola), posicionando o Sycal Pro no centro. Cada eletrodo do cabo é conectando em uma barra de ferro cravada no solo. Em linhas com dipolo (espaçamento de eletrodos) de 5 m, o cabo é totalmente esticado, tornando desnecessária a medição dos espaçamentos entre eletrodos. Em linhas com dipolo de 2,5 m, a linha foi demarcada com uma trena, anteriormente ao posicionamento do cabo, para que o alinhamento não fosse prejudicado.

Durante uma semana de trabalho, foram levantadas oito seções geoeletricas, indicadas pelas linhas do mapa da Figura 3.9 e das fotos da Figura 3.10. O terreno acidentado e o espaço limitado entre duas rodovias (onde a cravação de eletrodo era impossibilitada pelo pavimento) não permitiram a elaboração de muitas linhas transversais ao eixo do túnel. A linha 8 foi a única seção levantada neste sentido. As linhas 6, 7 foram orientadas N-S, com espaçamento de 7 a 10 m. As linhas 2, 3, 4 e 5 foram orientadas N15W, na mesma direção do eixo do túnel, também espaçadas de 7 a 10 metros, de acordo com obstáculos naturais do terreno. A linha 1 foi posicionada de forma a atingir a mesma profundidade dos furos de sondagem SR-02 e SR-03. A programação desta linha foi essencial para calibração da eletrorresistividade do topo rochoso como sua posição em profundidade observada nos testemunhos de sondagem. A linha 8 (com dipolo de 2.5 m e comprimento de 120 m) foi dimensionada alcançando profundidades de 25 m no centro da seção. As linhas 1 e 3 (com dipolo de 5 m comprimento de 180 m) e as linhas 2, 4, 5, 6 e 7 (com dipolo de 5 m e comprimento de 240 m) foram dimensionadas para alcançar profundidades de aproximadamente 35 m no centro das seções. Tanto o posicionamento das linhas, quanto a profundidade de alcance desejada, foram dimensionados para cobrir os primeiros 200 m da linha 1 do túnel Monte Seco, no sentido de sul pra norte (Figura 3.9).

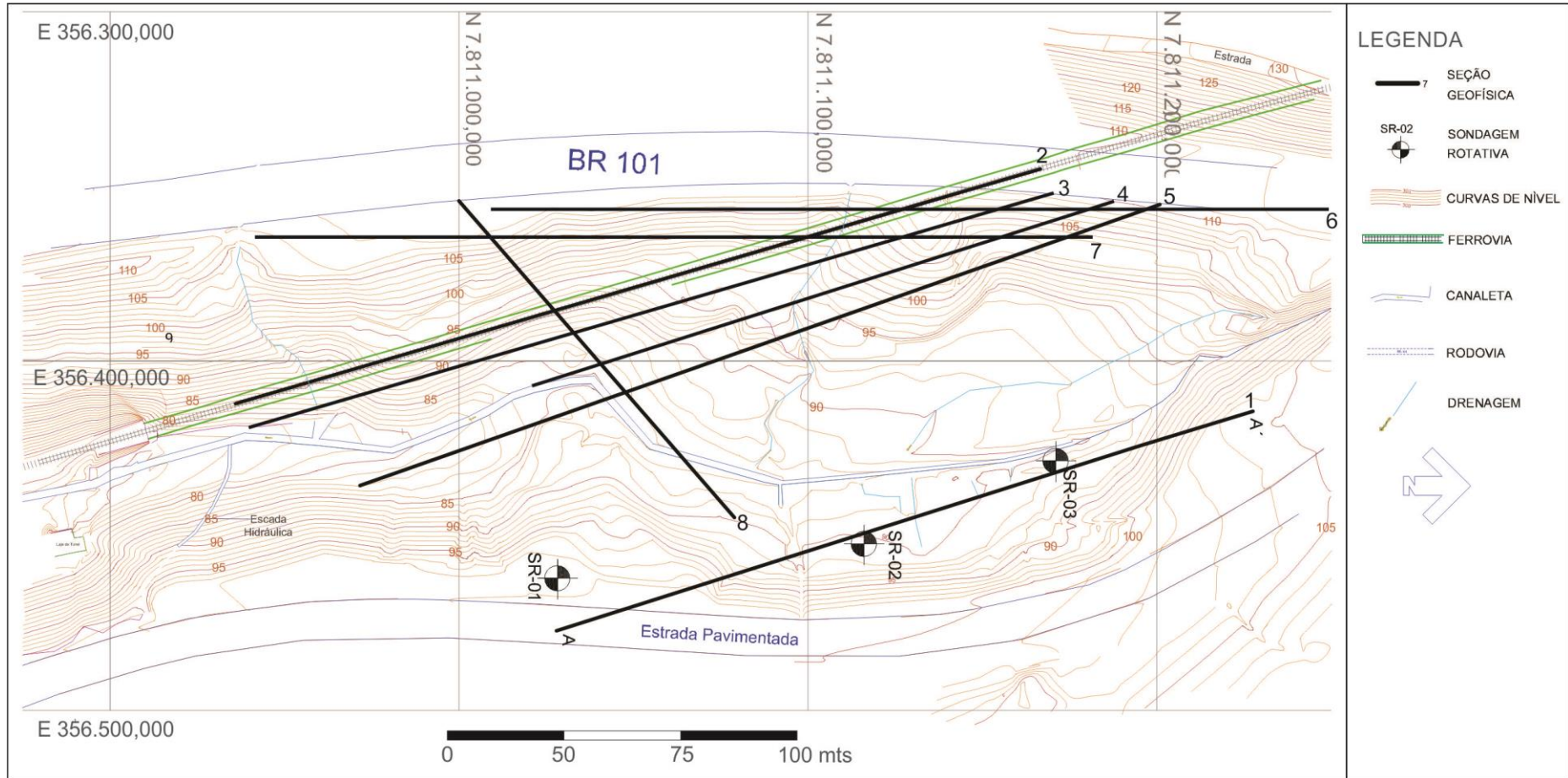


Figura 3.9: Mapa topográfico do trecho inicial do túnel Monte Seco, com as linhas (1 a 8) representando as seções geofísicas realizadas durante o trabalho de campo.

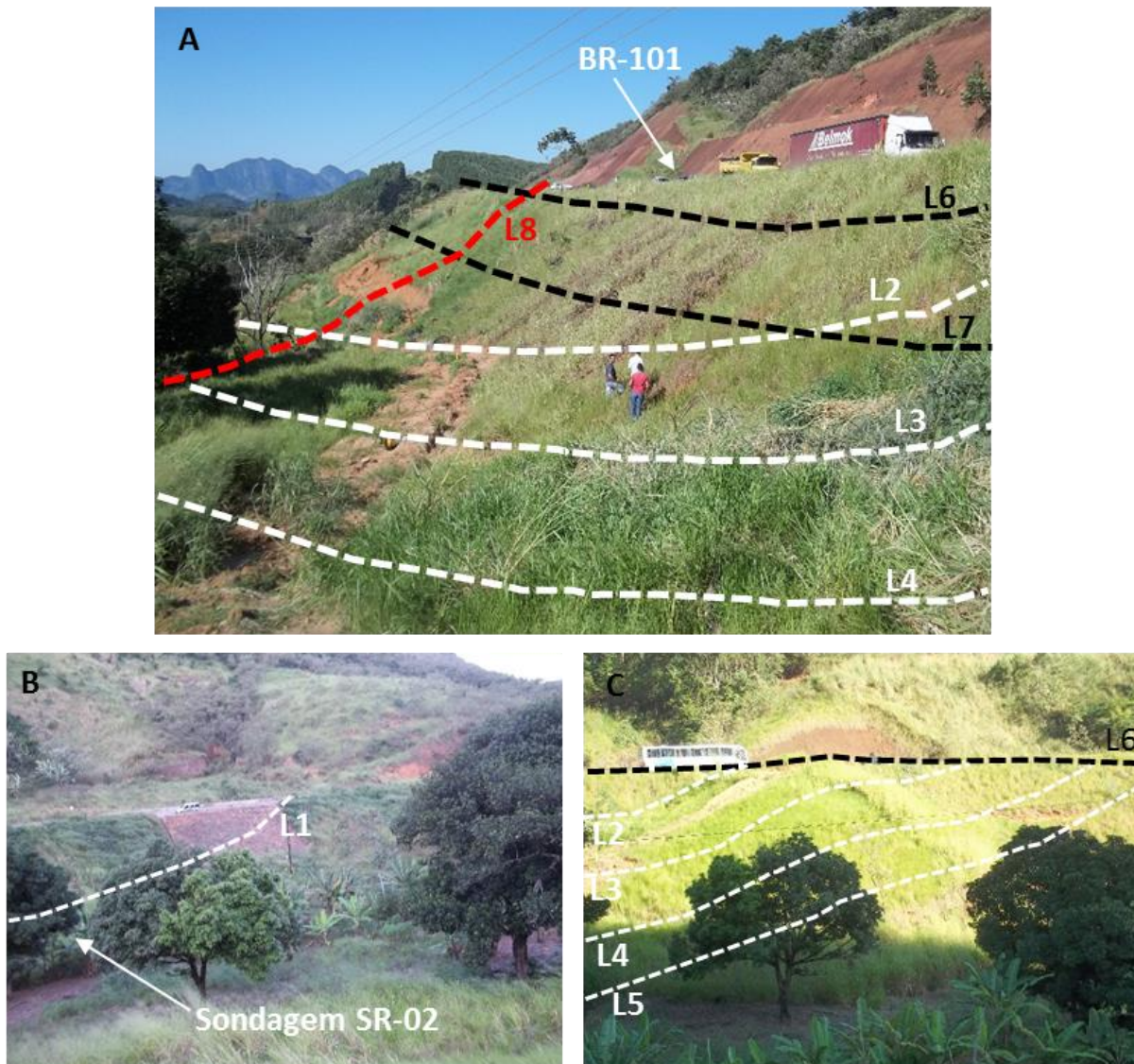


Figura 3.10: Fotografias indicando a posição das seções geolétricas. (A) Linhas paralelas ao eixo do túnel (2, 3 e4), linhas N-S (6 e 7), e linha transversal ao eixo do túnel (11). (B) Linha 8, por cima das sondagens. (C) Linha N-S (6) e linhas paralelas ao eixo

A inversão dos dados de resistividade elétrica foi realizada pelo método de mínimos quadrados, utilizando o software RES2DINV, fabricado pela empresa Geotomo Software (www.geotomosoft.com).

3.6.3 Interpretação das seções geolétricas

A seção da linha 1 foi a primeira invertida e interpretada, para correlacionar valores de resistividade com o topo rochoso identificado por furos de sondagens

rotativa. A Figura 3.11 mostra o resultado desta análise com a comparação entre a seção geofísica da linha 8 e o perfil geotécnico gerado pelas três sondagens rotativas.

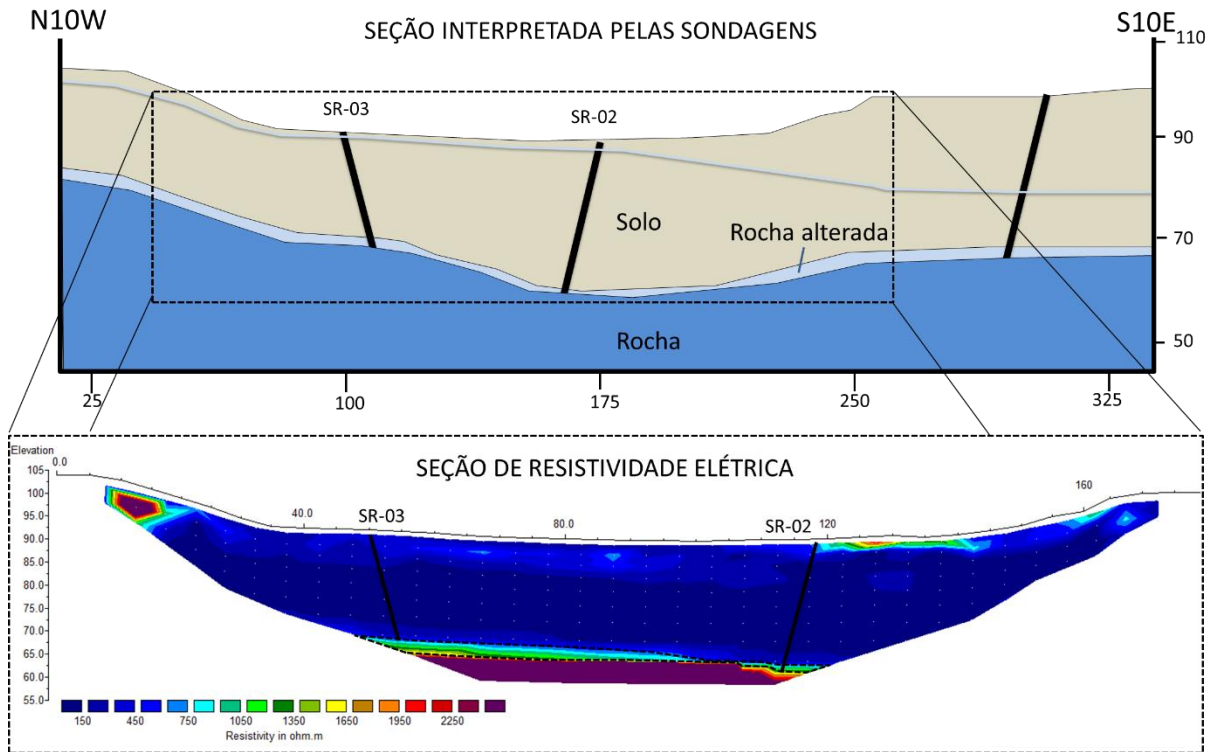


Figura 3.11: Comparação entre a seção interpretada pelas sondagens e a seção geoeletrica realizada por cima de SR-02 e SR-03 (Ito, 2013).

Por esta figura, é possível observar que nas profundidades em que as sondagens (SR-03 e SR-02) alcançaram o topo rochoso, há uma mudança brusca nos valores de resistividade, de valores inferiores a 900 Ohm para valores superiores a 2000 Ohm. Na seção geoeletrica da Figura 3.11, está destacada, por uma linha preta tracejada, uma faixa correspondente ao topo rochoso encontrado por SR-02 (1600 Ohm) e por SR-03 (900 Ohm). Este intervalo é interpretado como a transição de solo/rocha, que, nesta ocasião, pôde ser calibrado pelos trabalhos de perfuração executados anteriormente.

As Figuras 3.12 e 3.13 apresentam as interpretações do topo rochoso (linha preta sólida para locais bem definido e linhas pretas tracejadas para locais com transição pouco clara) e prováveis zonas mais alteradas e/ou fraturadas (indicadas pelas letras A, B e C) das outras seções geoeletricas realizadas (cujos traçados estão indicados no mapa da Figura 3.9).

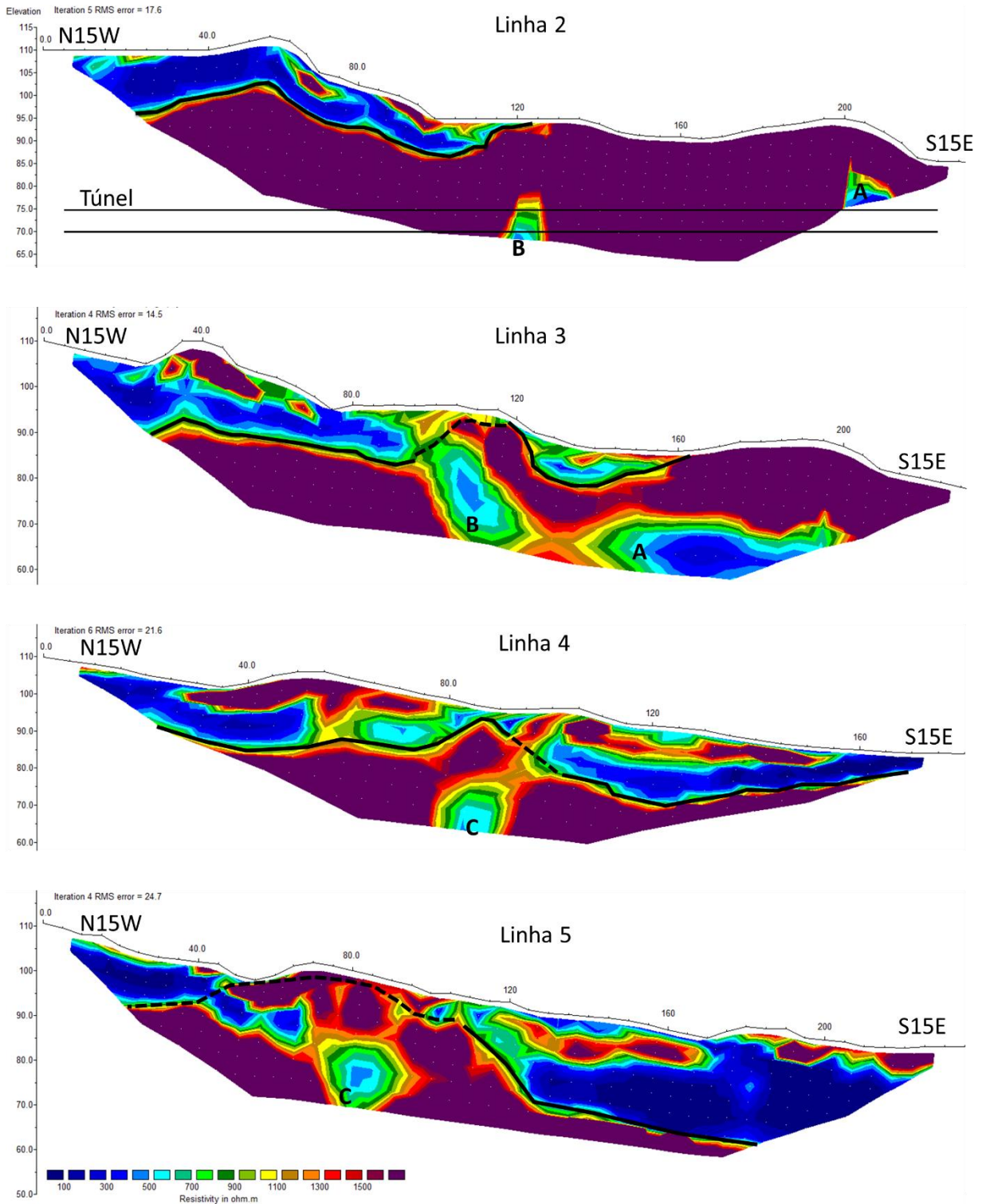


Figura 3.12: Seções geolétricas das linhas 2, 3, 4, 5. Linhas solidas indicam o topo rochoso interpretado, e linhas pontilhadas, anomalias resistivas de prováveis zonas alteradas e/ou fraturadas (A), (B) e (C).

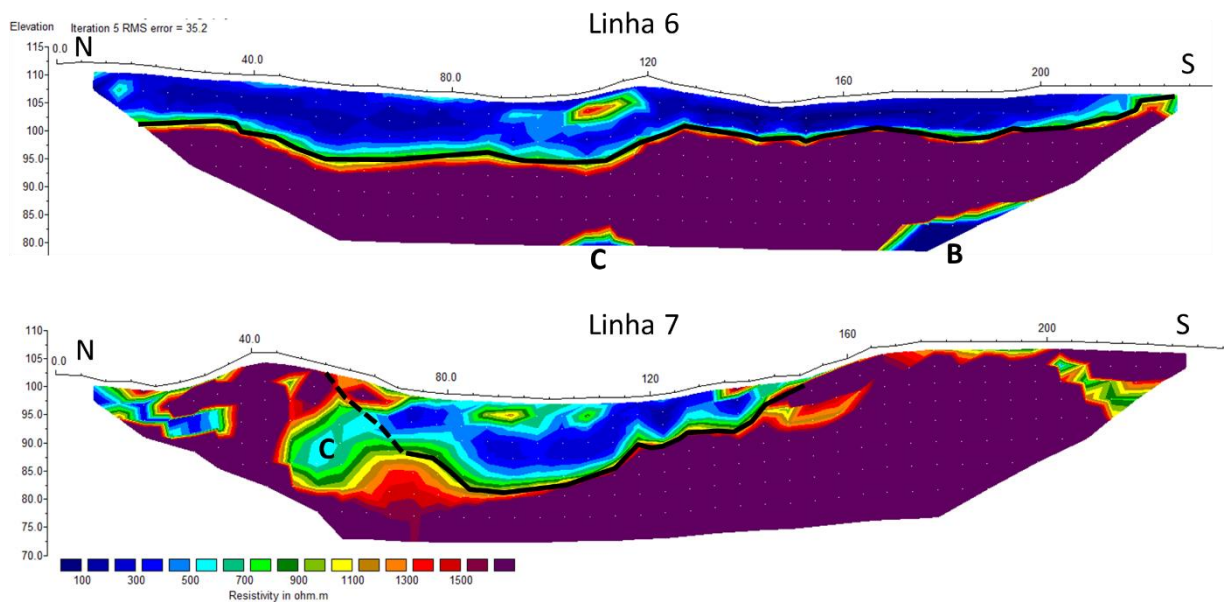


Figura 3.13: Seções geoeletricas das linhas 7 e 6. Linhas solidas indicam o topo rochoso interpretado, e linhas pontilhadas, anomalias resistivas de prováveis zonas alteradas e/ou fraturadas (B) e (C).

Todos as linhas interpretadas nas Figura 3.12 e 3.13, apresentam alguns pontos de valores altos de resistividade em porções acima da linha de topo rochoso inferida. Uma das possíveis explicações destes valores está na presença de matacões, considerando que, durante os trabalhos de campo, foram identificados grandes blocos rolados na superfície do terreno. O solo do local não foi bem caracterizado, porém notou-se grande quantidade de areia quando a sondagem foi executada. Solos arenosos secos, ou com baixa umidade, podem assumir altos valores de resistividade elétrica, principalmente em estado fofo, devido à alta quantidade de ar. Quando este solo se torna saturado, a presença de água inverte este comportamento, levando a resistividade a valores muito baixos (indicados pelas colorações azuis mais escuras).

Com isso, na seção geoeletrica da linha 3 na Figura 3.12, por exemplo, não é possível distinguir se a parte superior da anomalia de resistividades baixas, indicada pela letra (B), representa uma zona fraturada em rocha com presença de água, ou solos arenosos não saturados com matacões. Casos como este, que se repetem em outras seções geoeletricas (linhas 4 e 7, anomalia C, por exemplo) dificultam o posicionamento do topo da rocha, prejudicando sua interpretação contínua. Em algumas seções, as anomalias (A) (B) e (C) mostram valores baixos de resistividade em profundidades inferiores à linha de topo rochoso inferida (ex. na Figura 3.12 a anomalia (A) na linha 3, e as anomalias (A) e (B) na linha 2). Nestes casos, é

improvável que haja presença de solo nestes níveis, mesmo porque, na seção geoeétrica da linha 2, estas anomalias estão presentes onde o túnel encontra-se em rocha (como foi evidenciado em visitas a obra). Um explicação plausível para estes valores seria pela presença de água acumulada em regiões fraturadas, uma vez que este é o fator que tem maior influência na diminuição da resistividade, e pode inverter o comportamento elétrico, tornando o solo mais resistivo que a rocha. A Figura 3.14 mostra a seção geoeétrica da linha 11, levantada em sentido transversal às anteriores.

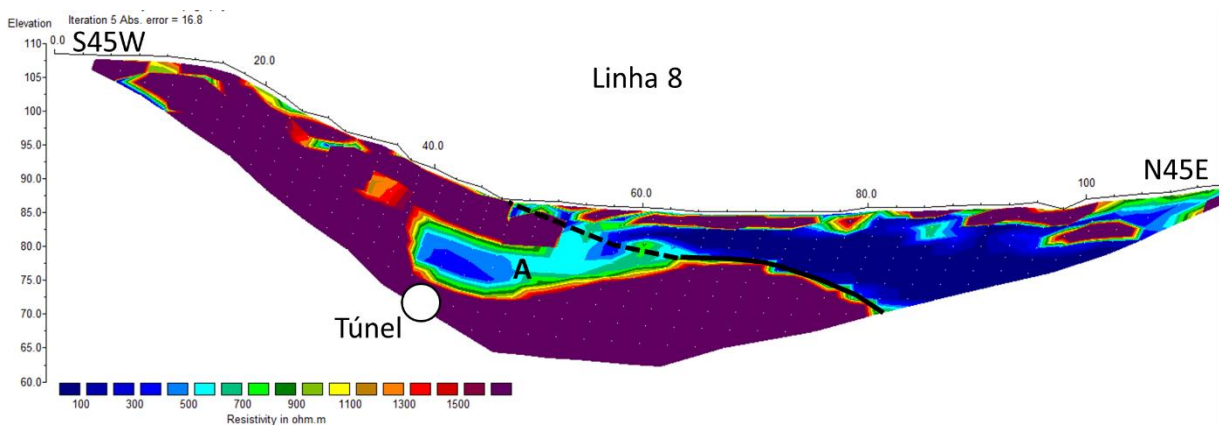


Figura 3.14: Interpretação da seção geoeétrica da linha 8.

Nesta figura, é possível observar a distribuição da mesma anomalia (A) também identificada nas linhas 1 e 2 (Figura 3.12), logo acima da posição do túnel. Portanto, ao analisar esta figura, pode-se interpretar a anomalia (A) como resultado de um fluxo de água do vale (região espessa de solo) para o túnel (em rocha) através das discontinuidades do maciço, considerando que, na construção de túneis em situações como estas, pode haver uma tendência de convergência do fluxo para dentro das escavações. Com esta interpretação, nesta seção o topo rochoso (apesar de não muito bem definido) pode ser inserido de forma a conectar as bordas da anomalia (A), como indica a linha preta pontilhada da Figura 3.14. Durante as visitas de mapeamento interno do túnel foram identificados alguns pontos com infiltração de água escorrendo pelo maciço, entretanto, não se tratavam de grandes vazamentos de água.

Em algumas porções das seções apresentadas, o topo rochoso foi posicionado no mesmo nível da topografia (ex. Linha 2 e 3 da Figura 3.12). Embora alguns afloramentos de rocha tenham sido observados nestes locais, esta interpretação não

indica que a rocha está presente na superfície, mas sim, que deve haver uma camada pouco espessa de solo com baixa umidade, que não se diferencia da rocha pela resistividade elétrica.

4 ESCANEAMENTO DO TÚNEL MONTE SECO.

O mapeamento geológico detalhado em nuvens de pontos geradas por scanner a laser 3D, foi realizado em um trecho de 41 m do túnel monte seco, em uma região visivelmente fraturada. Neste trabalho, foram utilizados um scanner modelo VZ-400 (que opera na tecnologia TOF), fabricado pela empresa austríaca Riegl Inc. (www.riegl.com), uma estação total GEODETIC G2, fabricada pela empresa brasileira Geodetic Inc. (www.geodetic.com.br) e um prisma. A Figura 4.1 mostra imagens destes equipamentos.

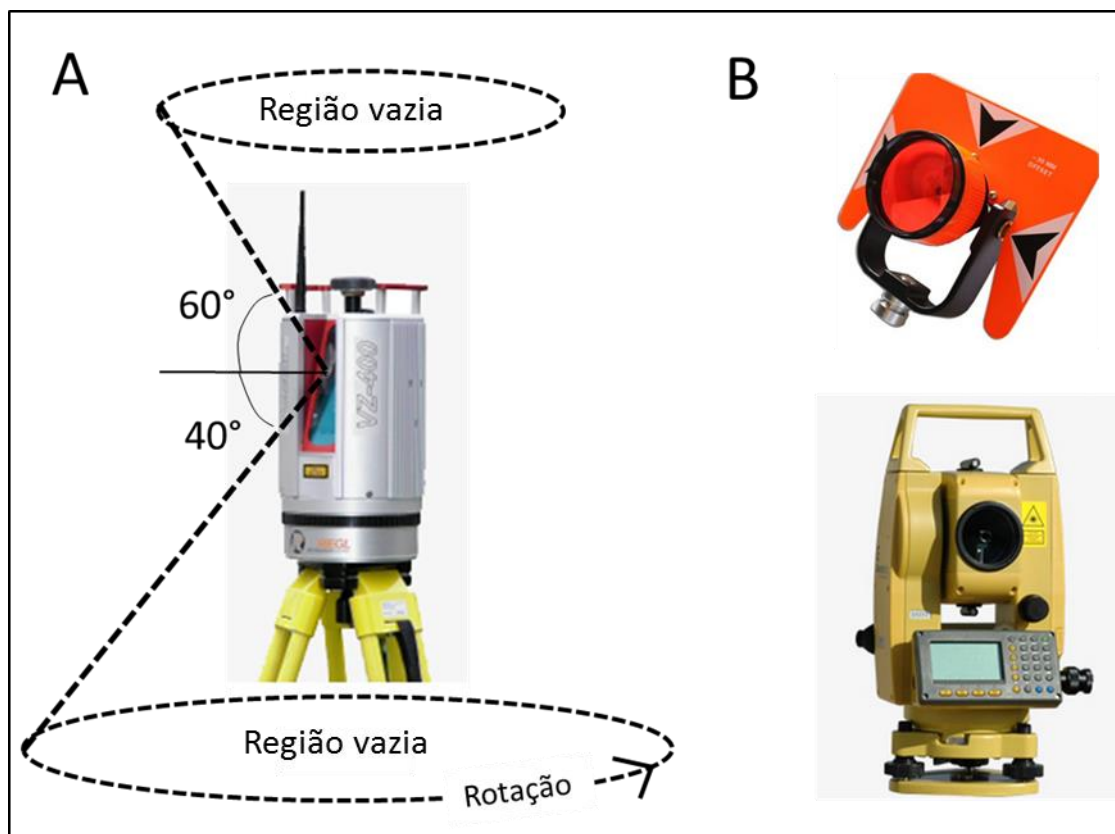


Figura 4.1: Materiais utilizados no escaneamento. (A) Scanner a Laser Terrestre 3D REIGL VZ-400, representado sua rotação os buracos formados no topo e na base durante a aquisição de dados. (B) Estação total GEODETIC G2 e prisma.

O scanner utilizado tem a capacidade de realizar uma rotação de 360° entorno de seu próprio eixo, durante a emissão de luz. Isso faz com que apenas uma operação seja necessária em cada ponto. A emissão de luz é feita com ângulos de 60° para cima e 40° para baixo (Figura 4.1A), fazendo com que duas circunferências, sem captação de pontos (regiões vazias), se formem no topo e na base da nuvem. Essas

regiões vazias são preenchidos quando é realizado o alinhamento das nuvens de pontos, que será detalhado a seguir.

O scanner utilizado trabalha numa taxa de emissão de 120.000 pontos por segundo, portanto, quanto mais lenta a sua rotação, maior a quantidade de pontos adquiridos. Nas operações realizadas, o tempo de rotação foi de 540 segundos, resultando em nuvens com aproximadamente 64,8 milhões de pontos. Este procedimento foi adotado após a realização de testes com escaneamento de objetos a distância similar ao raio do túnel (aproximadamente 3 m), a fim de obter uma nuvem com resolução de aproximadamente seis pontos por centímetro quadrado, considerado por Fekete et al. (2010) um bom número para identificação de descontinuidades em túneis.

O segundo escaneamento realizado no túnel Monte Seco (Figura 3.7) foi feito utilizando o scanner Faro Focus 3D. Este equipamento opera na tecnologia Phase-Based, com taxa de aquisição de dados de 1.000.000 de pontos por segundo. Com isso, foram obtidas imagens de qualidade superior às anteriores. Cacciari e Futai (2014) mostram mais detalhes sobre estes scanners (Riegl VZ400 e Faro Focus 3D), além da comparação entre imagens e a implicação destas diferenças entre eles na análise das descontinuidades (ver Anexo III).

4.1 Levantamento de Campo

No procedimento de campo, o scanner é fixado em cada ponto, com o prisma parafusado em sua extremidade, e a posição é medida pela estação total. O trecho de 41 m foi dividido em 7 pontos equidistantes de 5 m (Figura 4.2), sendo que, a parte com boa resolução de cada ponto é de 10 m (5 m de cada lado do centro de escaneamento, onde o equipamento é posicionado). Desta forma, a região vazia gerada em um escaneamento é preenchido pelo próximo, com boa resolução. Em todos os pontos, o equipamento foi posicionado no centro da ferrovia, entre os trilhos. A Figura 4.2 mostra a posição do scanner em seções transversal (Figura 4.2A), longitudinal (Figura 4.2B) e em planta (4.2C) no túnel. A seção transversal mostra que a parte coberta pelo escaneamento (cinza) indica que as paredes são plenamente escaneadas, enquanto o teto e o piso apresentam regiões vazias. Pela seção longitudinal da Figura 4.2B, é possível perceber que, entre dois pontos escaneados, existe uma região coberta por ambos (traços inclinados). Nesta mesma seção, cada

região cinza, acima e abaixo de um ponto escaneado, é coberta pelo ponto ao lado. É importante verificar que, com a distância de 5 m estabelecida, as regiões vazias por cima dos pontos escaneados não se cruzam (Figura 4.2). Portanto, não permanecem trechos sem cobertura de pontos quando escaneamentos adjacentes são alinhados, o que garante uma nuvem de pontos completa ao longo de todo trecho.

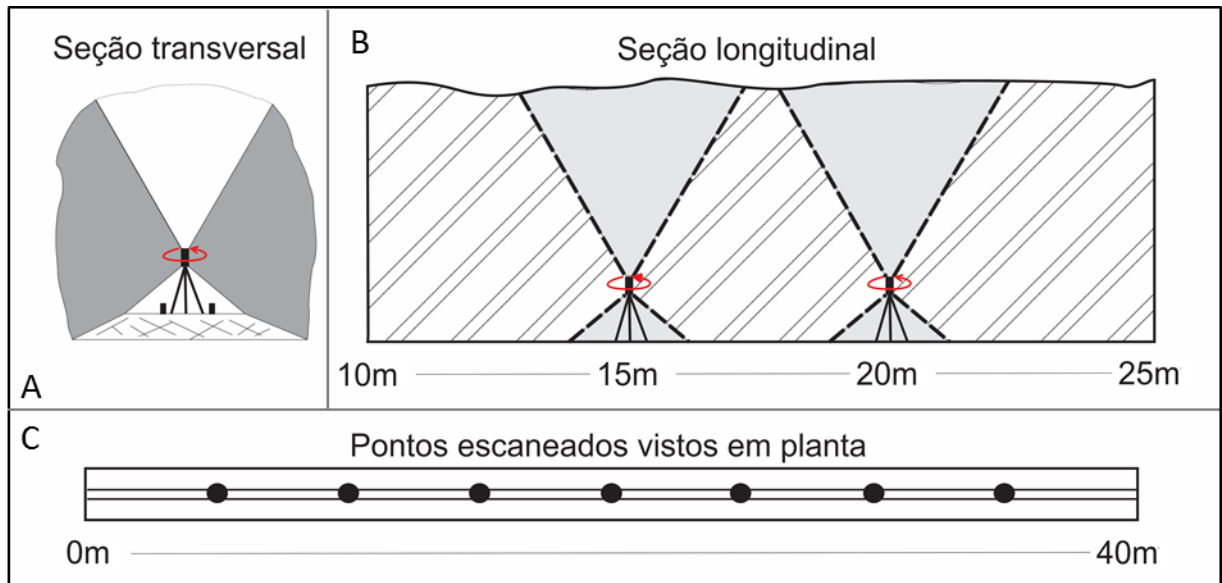


Figura 4.2: Representação da eficiência da metodologia adotada para cobertura completa, e de qualidade, do trecho escaneado.

O problema mais frequente e significativo em escaneamentos é a oclusão (Lato et al., 2010). Isto ocorre em superfícies irregulares, quando existem cunhas angulosas (internas ou externas). A formação de oclusão pode ocorrer de duas formas: Com planos mais verticalizados posicionado de costas ao sentido da rotação do scanner (Figura 4.3A). E planos mais horizontalizados posicionados de costas a faixa de luz emitida (Figura 4.3B). No primeiro caso, boa parte das oclusões são corrigidas com a junção de nuvem de diferentes pontos. A Figura 4.3A mostra este procedimento, indicando uma situação em que dois escaneamentos se completam para cobrir todos os planos de uma superfície irregular. Já no caso da Figura 4.3B, oclusões permanecem na nuvem de pontos, forçando a interpretação destas ausências de pontos como regiões totalmente planas. A Figura 4.4 mostra exemplos de oclusões remanescentes na nuvem de pontos, e também mostra as dimensões de uma seção do túnel. É importante destacar que as irregularidades da seção do túnel fazem estas dimensões (largura e altura) variarem em até 0,5 m em locais mais irregulares.

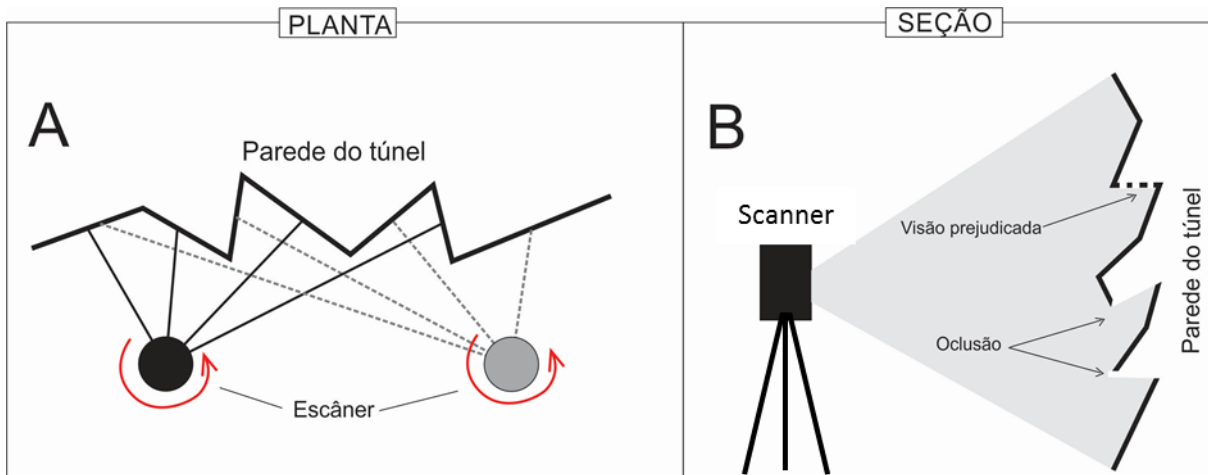


Figura 4.3: Representação de oclusões em (A) Planos verticalizados vistos em planta e (B) planos horizontalizados vistos em seção.

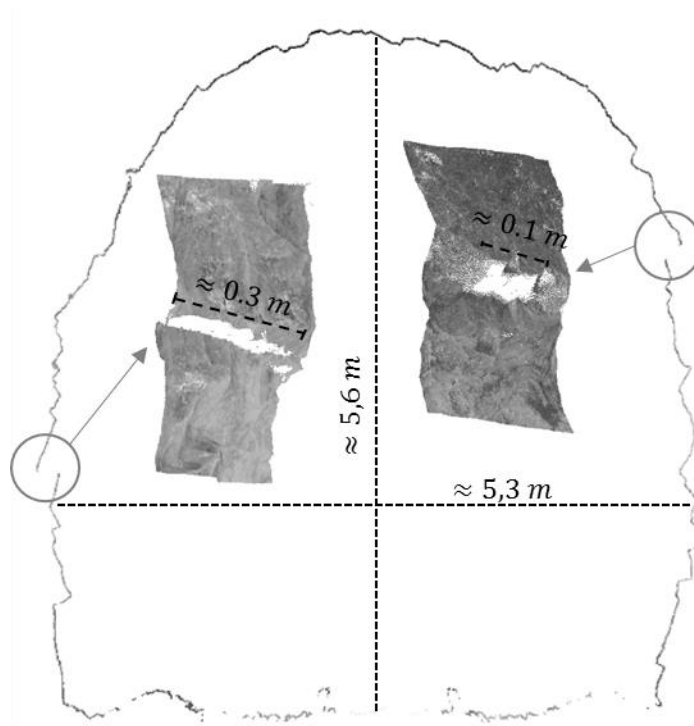


Figura 4.4: Seção do escaneamento indicando as dimensões do túnel com a presença de duas oclusões.

4.2 Tratamento dos dados

Para a manipulação dos dados gerados pelo scanner, foi utilizado o software RiscanPro, do mesmo fabricante do scanner (www.riegl.com). O primeiro procedimento realizado foi o georreferenciamento das nuvens de pontos, utilizado as leituras da estação total. Os pontos da nuvem tem coordenadas (X,Y,Z) com a origem

no centro do equipamento. Quando coordenadas geográficas são associadas a esta origem, o software automaticamente recalcula as posições (X,Y,Z) em sistema de coordenadas geográficas (foi utilizado o sistema Universal Transversa de Mercator - UTM, em metros), sendo que os valores de X são coordenadas E-W, os valores de Y são coordenadas N-S e os valores de Z são as cotas.

Depois de georreferenciar cada um dos pontos, o próximo passo é o alinhamento. O software RiscanPro georreferencia as nuvens, e não o espaço de trabalho. Portanto, quando são inseridas duas nuvens no mesmo projeto, elas estão rotacionadas entre si, mesmo com regiões em comum (Figura 4.5A). O mesmo software possui um recurso de rotação que possibilita ajustar uma nuvem em cima da outra (Figura 4.5B), com base em partes semelhantes nas duas imagens. A Figura 4.5C mostra este alinhamento de duas nuvens de subsequentes do túnel Monte Seco, utilizando o trilho do trem das duas imagens para realizar a sobreposição. É possível identificar as regiões vazias que foram preenchidas pelo escaneamento vizinho, tanto no teto (Figura 4.5B) quanto no piso (Figura 4.5C). A Figura 4.5D indica a região que tem boa qualidade (alta densidade) na junção das duas nuvens.

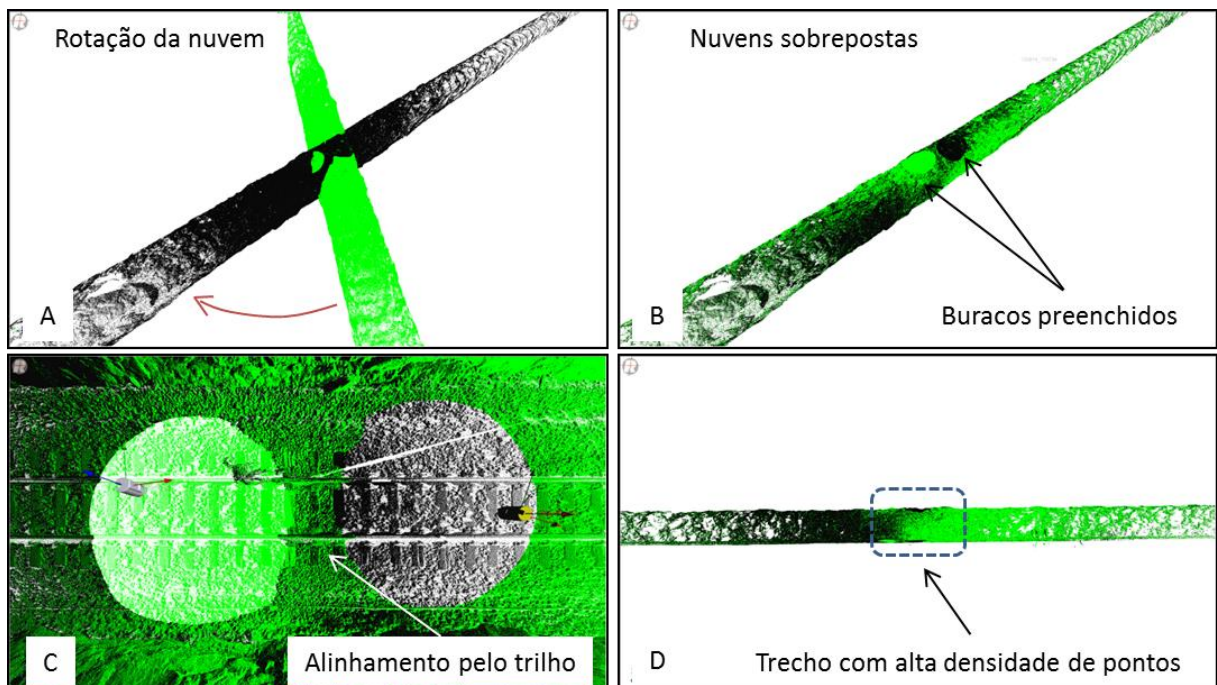


Figura 4.5: (A) duas nuvens de pontos desalinhadas. (B) nuvens sobrepostas. (C) Alinhamento com ajuste fino baseado na sobreposição do s trilho. (D) Trecho das nuvens com alta densidade de pontos.

A última operação realizada com a nuvem de pontos é a aplicação de um filtro OCTREE, disponível no software RiscanPro. Este filtro serve para homogeneizar a densidade de pontos, dividindo-a em pequenas regiões com densidades diferentes, e estabelece uma distância fixa entre os pontos em cada uma destas regiões. No final do procedimento, o resultado é uma nuvem com número total de pontos muito inferior, e mesma qualidade, pois as regiões de densidades exageradas (muito próximas do scanner) são clareadas (Figura 4.6), e as regiões que já estão com densidade de pontos ideal não são prejudicadas.

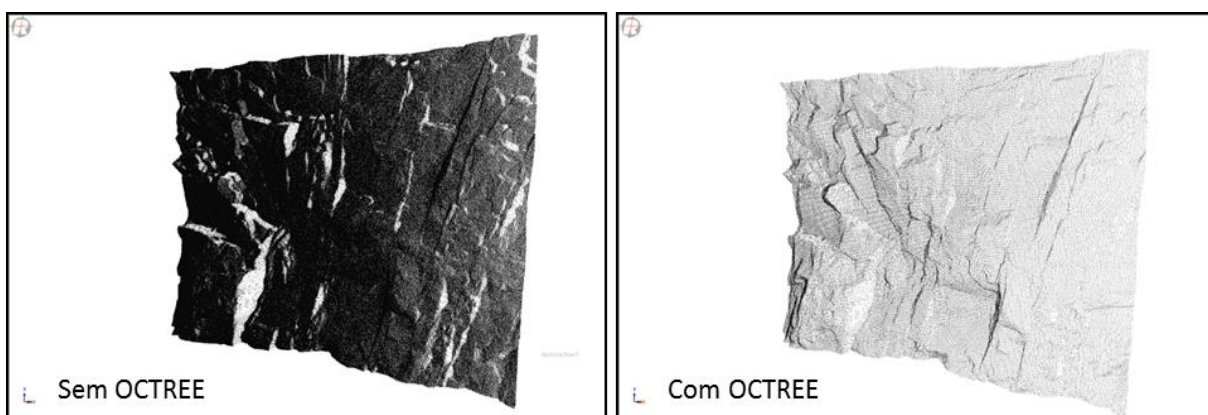


Figura 4.6: Comparação entre nuvens antes e depois da aplicação do OCTREE.

4.3 Mapeamento da nuvem de pontos

O mapeamento das discontinuidades, e as análises que serão descritas no próximo capítulo (com exceção da seção 6.5) foram feitas com as imagens obtidas pelo scanner Riegl VZ-400 (tecnologia TOF), nos 41 m escaneados.

Os planos de discontinuidade podem ser representados de diversas formas. Na geologia estrutural, a representação mais utilizada é a medida dos ângulos de mergulho e rumo do mergulho. Com este sistema de medida, uma única operação da bússola é possível obter estes ângulos (Dip°/DipDirection°) de um plano em relação ao norte verdadeiro. Este sistema de medidas também é adotado pelo software 3DEC, que será utilizado neste trabalho.

Para identificação das discontinuidades geológicas nas nuvens de pontos foi utilizado o software Split-FX. A metodologia adotada foi de ajuste manual de planos nas discontinuidades. O desenvolvimento de um algoritmo para automatização deste procedimento não está no escopo do presente estudo e, provavelmente, o trabalho

para alcançar um bom resultado levaria a outras teses ou dissertações. O recurso existente para automatizar este procedimento (2.5D TIN do Split-FX) tem serias limitações (como já foi discutido anteriormente) e, portanto, não se aplica neste trabalho.

Por outro lado, para identificação manual de discontinuidades o Split-FX dispõe de ferramentas que facilitam os trabalhos. Com este software, é possível inserir planos como discos circulares cortando a nuvem de pontos. Para isso, deve-se girar a nuvem de pontos até que o plano de fratura que se deseja representar esteja perpendicular ao plano da tela do computador (Figura 4.7).

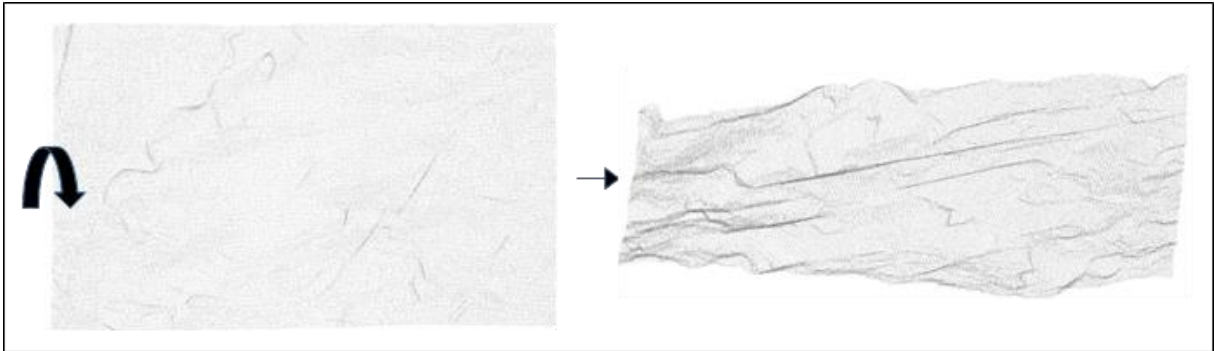


Figura 4.7: Destaque de planos de fraturas na rotação de um trecho de uma nuvem de pontos. Os riscos pretos na imagem da direita representam conjuntos de pontos coplanares, perpendiculares a da tela.

O plano inserido deve representar todo o comprimento da intersecção da fratura com o maciço, de forma que, com uma única operação, são obtidos tanto o comprimento do traço (diâmetro do plano circular inserido) quanto a orientação da discontinuidade. Outra forma de obter a orientação de uma discontinuidade é selecionando os pontos coplanares da região e inserindo um contorno. A Figura 4.8 mostra exemplos da inserção de planos pelas duas formas descritas.

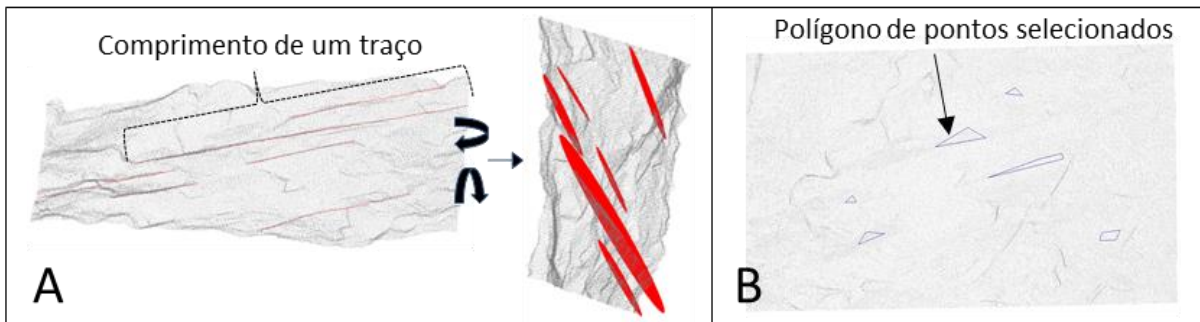


Figura 4.8: Exemplo dos dois métodos para ajustar planos nas descontinuidades. (A) Inserção de planos circulares com o comprimento de traços. (B) Seleção de pontos coplanares para caracterizar uma descontinuidade.

Cada um dos métodos descritos acima tem vantagens e desvantagens. Utilizando a inserção de planos circulares, a principal vantagem é a obtenção direta de orientação e comprimento de traços. Outra vantagem é a visibilidade dos traços, que facilita a cobertura completa da nuvem, sem repetições. O método de seleção de ponto coplanares é menos sujeito a erros de orientação quando comparado ao método anterior, pois não depende da rotação da nuvem de pontos para tornar o plano descontinuo perpendicular à tela do computador. Este procedimento de rotação da nuvem deve ser feito com muito cuidado, com pequenos ajustes para cada plano circular inserido, procurando sempre o melhor alinhamento de pontos, caso contrário, pode ocorrer que todos os planos tenham orientações iguais, ou muito semelhantes. O melhor alinhamento é notável, pois, nesta condição, o traço assume a espessura mais fina possível, com coloração mais escura possível (alta densidade de pontos). Por outro lado, em muitos casos, a área exposta do plano da fratura é muito pequena, mesmo quando o seu traço está bem marcado. Isto dificulta a seleção de pontos, e pode causar grandes erros, ou até mesmo impossibilitar a seleção.

Mesmo com estas diferenças entre os dois métodos, os resultados das orientações medidas são bem próximos. A Figura 4.9 mostra a comparação entre os pontos medidos por cada um dos métodos nos exemplos da Figura 4.8. Considerando a semelhança no resultado, a metodologia adotada para o presente estudo foi de inserção de planos circulares, devido às vantagens e facilidades associadas.

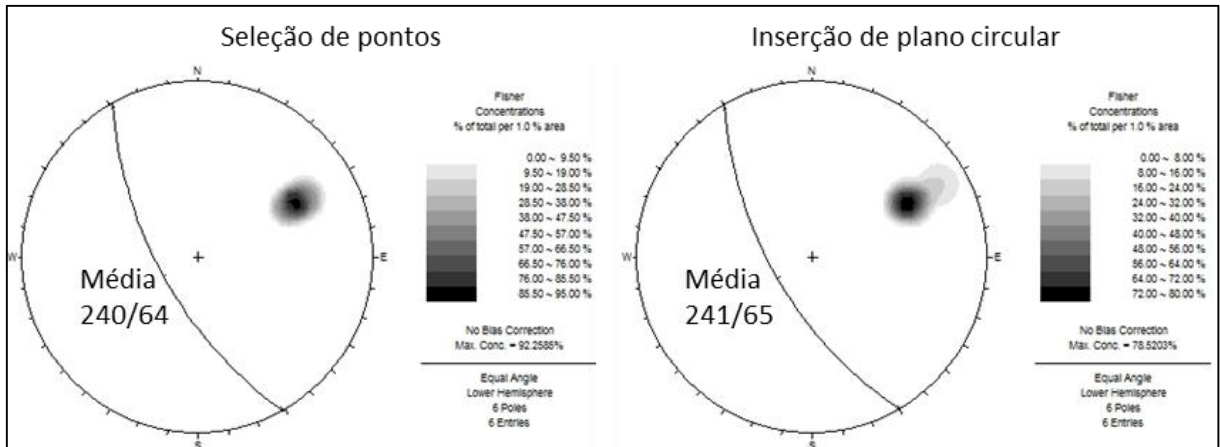


Figura 4.9: Comparação entre os dados ($Dip^\circ/DipDirection^\circ$) gerados pelas duas metodologias (Seleção de pontos e inserção de plano circular) de identificação e medição da orientação das descontinuidades nas nuvens de pontos.

Com o software Split-FX é possível exportar as medidas de orientação em formato de $Dip^\circ/DipDirection^\circ$, distribuídos em tabelas de texto, que podem ser manipuladas por diversos outros softwares (Excel, MatLab e etc.). Além da orientação, a posição (X,Y,Z) de cada descontinuidade também é gravada (centro do plano circular inserido na nuvem de pontos), e assim, com o orientação do plano e um ponto por onde ele passa (origem), é possível posicioná-lo em seu local exato no túnel.

4.4 Planos com exposição limitada

Mesmo com a alta qualidade dos scanners a laser 3D atualmente fabricados, descontinuidades cujos planos não estão expostos no afloramento dificilmente são identificadas nas imagens. Quando apenas uma pequena parcela destes planos está exposta, ou existe um preenchimento suficientemente espesso (alguns milímetros), ainda pode ser possível visualizá-los na nuvem, entretanto, a medida de orientação é muito prejudicada.

A Figura 4.10 mostra uma projeção estereográfica com a orientação de polos de uma família de fraturas. Esta amostragem foi realizada selecionando pontos em regiões coplanares, ao longo de um trecho da parede leste do túnel Monte Seco, destacado na Figura 4.10A. Nesta mesma figura, foram elaboradas seções perpendiculares a estas fraturas, indicadas pelas linhas A a D. Os pontos de intersecção entre estas seções e as fraturas estão numerados de 1 a 6, aparecendo tanto em planta (Figura 4.10A), quanto em perfil (Figura 4.10B).

É possível observar que, na seção A, nem todas as fraturas tem boa exposição para amostragem de orientação (setas e numerações vermelhas), obrigando a verificação de suas continuidades para amostragem em outros locais da imagem (como mostram as pequenas seções B, C e D, na Figura 4.10B).

Em alguns casos, não existem exposições suficiente da descontinuidade na imagem, como ocorre com as fraturas 1 e 2 neste exemplo. Considerando o desvio padrão de 16.7° obtido dos planos amostrados na projeção estereográfica (Figura 4.10B), a orientação de descontinuidades com estas não pode ser determinada com exatidão, obrigando a adoção de um valor médio para representá-los. Desta forma, durante o mapeamento é importante, primeiramente, medir os planos com boa exposição, para que uma orientação bem representativa possa ser atribuída aos planos com pouca, ou nenhuma exposição.

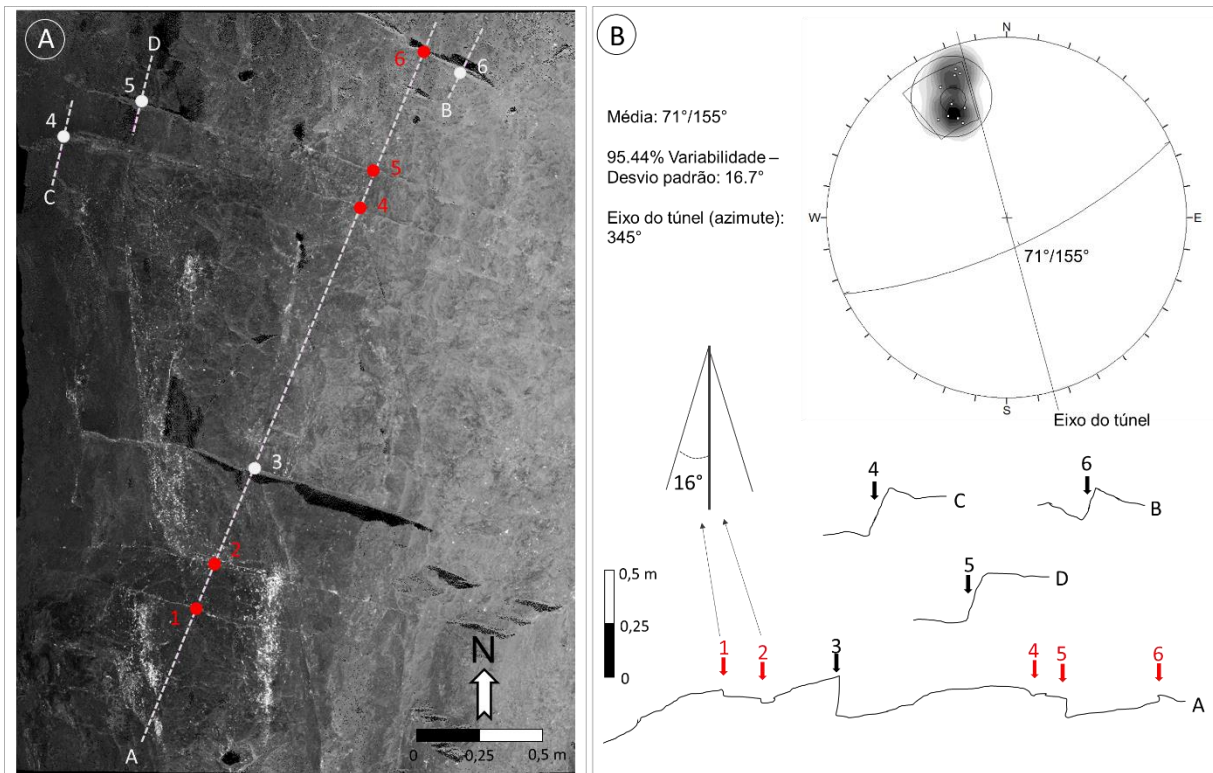


Figura 4.10: Exposição limitada de planos na nuvem de pontos. (A) Nuvem de pontos indicando as linhas de seções (de A a D), e intersecções com as descontinuidades (de 1 a 6). (B) Estereograma com polos medidos e perfis das linhas indicando os planos de exposição das descontinuidades.

4.5 Descontinuidades identificadas na nuvem de pontos

A região de 41 m escaneada foi analisada por inteiro, e todas as fraturas foram caracterizadas quanto à orientação, comprimento do traço e posição do centro do traço (X,Y,Z). A Figura 4.11 mostra a projeção estereográfica (diagrama de contorno de polos) de todos os planos identificados.

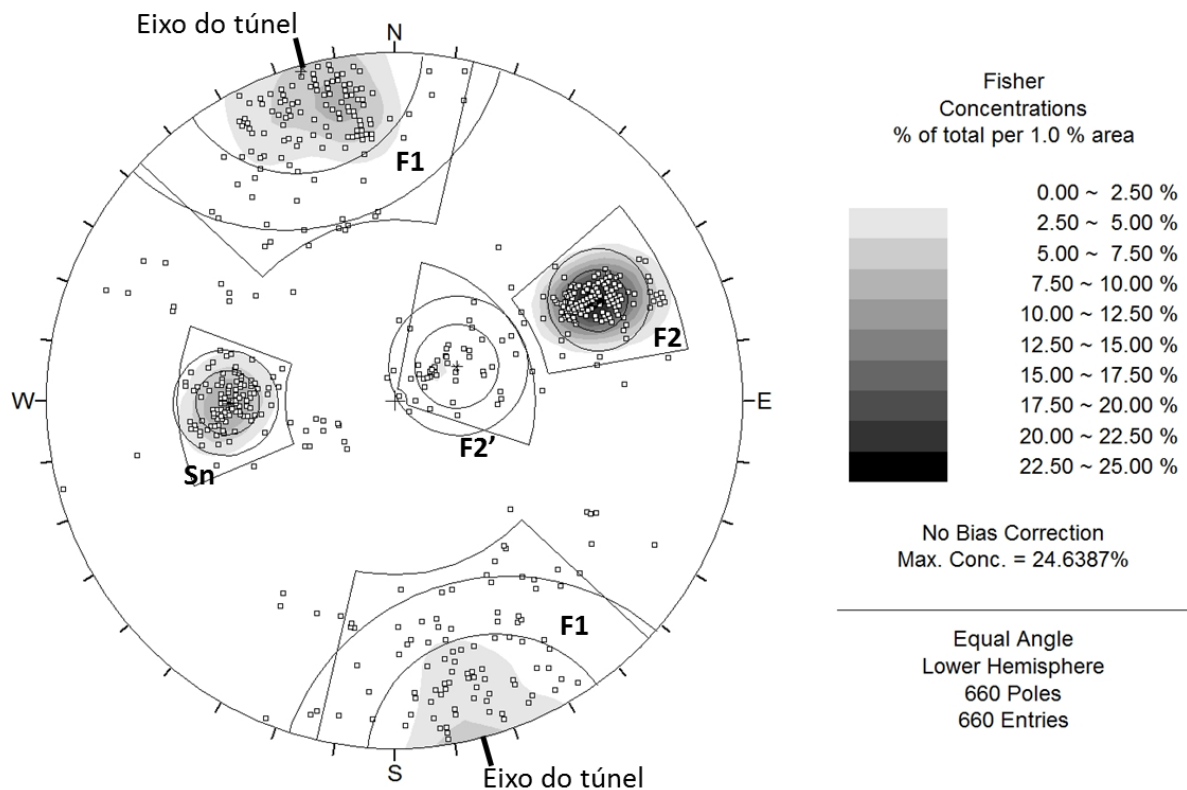


Figura 4.11: Polos de todas as descontinuidades identificadas na nuvem de pontos.

Os dados confirmam a existência de duas famílias de fraturas: F1 com direção média EW e mergulhos variando ora para norte, ora para sul e F2 com direção média NS, com mergulho para W; e a foliação do gnaisse (Sn) com direção EW e para E. As duas famílias apresentam maiores concentrações de polos nas porções de ângulos altos. As Fraturas F1 poderiam ser separadas em duas famílias, porém, para facilitar as análises de janelas de amostragem, uma única nomenclatura foi adotada. Nesta figura, as fraturas mais horizontalizadas da família F2 foram chamadas de F2', para destacar as diferenças. Entretanto, estas estruturas são restritas a uma região específica do túnel (que será descrita posteriormente), e nas próximas análises serão designadas como F2. A Tabela 4.1 mostra os dados estatísticos, com as orientações

médias, os desvios-padrão (para dois níveis de porcentagens $P_1(< \theta)$), obtidos pela relação indicada na Eq. 2.6) e as constantes de Fisher (k), para cada família de descontinuidades identificadas na projeção estereográfica (Figura 4.11).

Tabela 4.1: Análise estatística das famílias de descontinuidades definidas.

Família	Médias (°)		Desvio Padrão (°)		N° de polos	K
	Dip	Dip Direction	$P(<\theta)=68.26\%$	$P(<\theta)=95.44\%$		
F1	89	164	20	33	223	18,8
F2	65	243	7	11	219	147,3
F2'	23	241	13	21	44	43,5
Sn	51	89	8,5	14	122	104

O mapeamento manual (por bússola geológica), indicado pela Figura 3.5 foi feito ao longo dos 990 metros de comprimento do túnel, enquanto esta projeção da Figura 4.11 se refere ao detalhamento de um trecho de 41 metros. A semelhança entre as duas projeções (mais bem observada com as duas projeções lado a lado, pela Figura 4.12) confirma a existência das mesmas famílias de descontinuidades, indicando que os procedimentos de alinhamento e orientação da nuvem de pontos, bem como a inserção de dos planos, foram bem executados. As fraturas F2' não aparecem na projeção do mapeamento convencional, provavelmente por estarem restritas a uma pequena região, que não foi identificada na inspeção inicial.

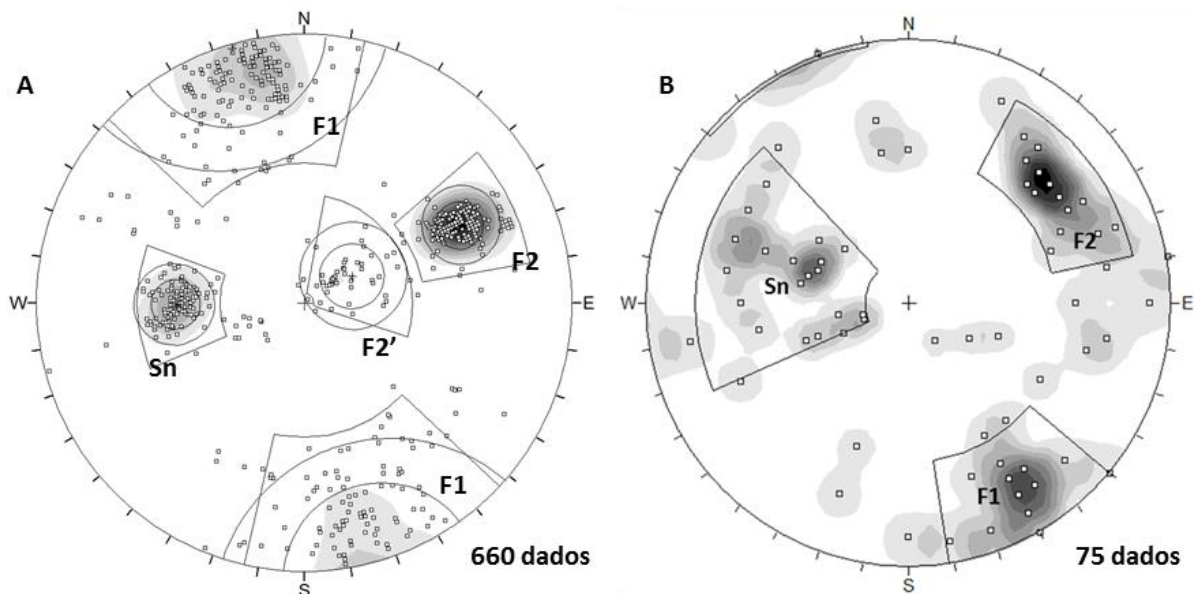


Figura 4.12: Comparação entre polos de todas as descontinuidades identificadas na nuvem de pontos (A) e no mapeamento convencional por bússola (B).

5 ANÁLISE DAS DESCONTINUIDADES AO LONGO DO TÚNEL

As descontinuidades dos maciços rochosos se distribuem de forma heterogênea ao longo do túnel, com variações de espaçamento e persistência, que devem ser individualizadas da melhor forma possível. Esta divisão é realizada por dois motivos: (a) Para que parâmetros médios de comprimento dos traços, densidade e intensidade sejam obtidos para cada trecho relativamente homogêneo dentro do túnel; e (b) para que a divisão do modelo numérico (para viabilizar computacionalmente as análises pelo software 3DEC) seja realizada com base nestas variações.

As fraturas e a foliação foram analisadas separadamente ao longo do túnel, pois a diferença de gênese destas estruturas confere propriedades geométricas e mecânicas distintas à cada uma delas. As fraturas, pela própria natureza, apresentam mais variações de espaçamento e persistência, e por isso, sua análise deve ser mais cuidadosa, aplicando as metodologias de amostragem descritas na seção 2.3. Na maioria dos casos, a foliação é considerada como uma estrutura 100% persistente, por se tratar de uma estrutura que compõem a rocha, alinhando os minerais. O espaçamento do plano de foliação pode ser considerado como a distância entre planos ricos em micas, e pode ser avaliado em diversas escalas, desde lâminas petrológicas até afloramentos em túneis. Entretanto, para viabilizar análises computacionais, deve-se considerar um valor fixo, não muito diferente dos espaçamentos evidenciados nas fraturas. Considerando estas limitações, a análise geométrica da foliação neste trabalho é simplificada, e será descrita mais adiante.

5.1 Distribuição das fraturas ao longo do túnel

Para verificar a distribuição das fraturas foram seguidas as seguintes etapas:

- rotação completa da nuvem de pontos (utilizando o MatLab) de modo a deixar o eixo Y (norte-sul) como o eixo longitudinal do túnel. Este procedimento é realizado para facilitar a divisão do túnel em metros, apenas por cortes perpendiculares ao eixo. Posteriormente, o alinhamento do túnel com o eixo Y também facilitará o estabelecimento de condições de contorno nas análises numéricas;

- medição de atitudes e comprimentos de todas as fraturas (não considerando a foliação) e a posição do centro de seus traços, ao longo de todo o trecho escaneado do túnel;
- quantificação do número de fraturas (ponto central dos traços) a cada metro longitudinal, ao longo de todo o trecho escaneado, considerando tanto as estruturas da parede quanto as estruturas do teto;
- cálculo de comprimento médio aparente (μ_a) dos traços (soma de todos os traços dividido pelo número de traços) por metro longitudinal do túnel.

As Figuras 5.1 mostram valores obtidos de número de fraturas e comprimento médio dos traços aparente ao longo de todo o trecho escaneado para as famílias F1 (Figura 5.1A) e F2 (Figura 5.1B), respectivamente. Para melhor interpretação da variação do comprimento médio dos traços ao longo do túnel, foi calculada a média móvel (a cada três valores).

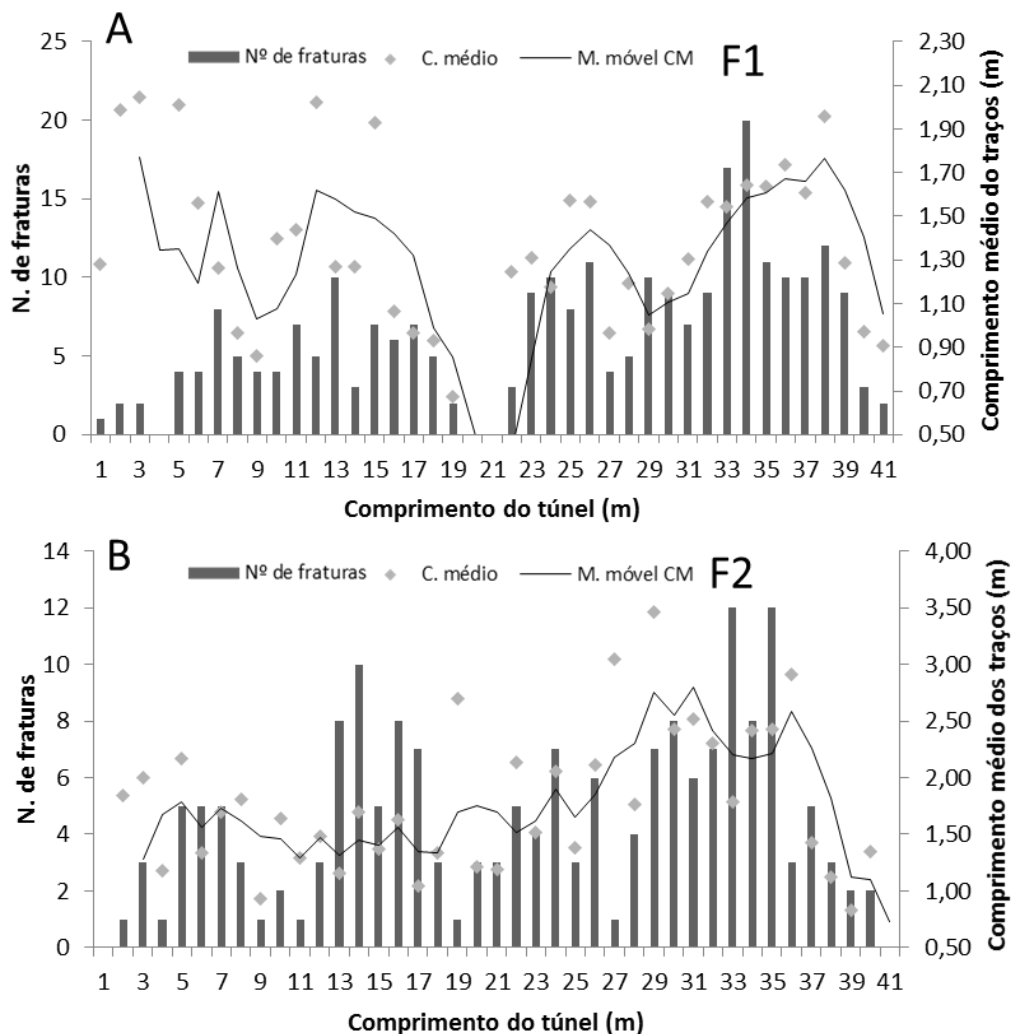


Figura 5.1: Distribuição das fraturas F1 (A) e F2 (B) e seus comprimentos médios ao longo do túnel.

Esta análise permite a verificação, em cada metro do túnel, da quantidade de fraturas a suas persistências (comprimentos médios aparentes). O gráfico de F1 (Figura 5.1A) mostra dois trechos bem definidos (de 0 a 19 m e de 22 a 41 m) separados por dois metros não fraturados por esta família. Neste mesmo gráfico, é possível observar um destaque no trecho de 32 a 34 m, que apresenta um número elevado de fraturas, acompanhado por um aumento no comprimento dos traços, caracterizando, portanto, uma região intensamente fraturada. O gráfico de F2 (Figura 5.1B) apresenta valores elevados de número de fraturas em uma posição similar aos altos valores observados para F1 (33 a 35 m), porém, também apresenta outros trechos de altos e baixos mais bem caracterizados. Neste mesmo gráfico, de 13 a 17 m, as quantidades de fraturas são elevadas, porém apresentam persistência inferiores aos valores de 33 a 35 m, o que resultaria em intensidades mais baixas.

Somando os valores de número de fraturas e calculando o comprimento médios aparente dos traços para fraturas F1 e F2, obtém-se a distribuição total de fraturas ao longo do trecho escaneado do túnel (Figura 5.2).

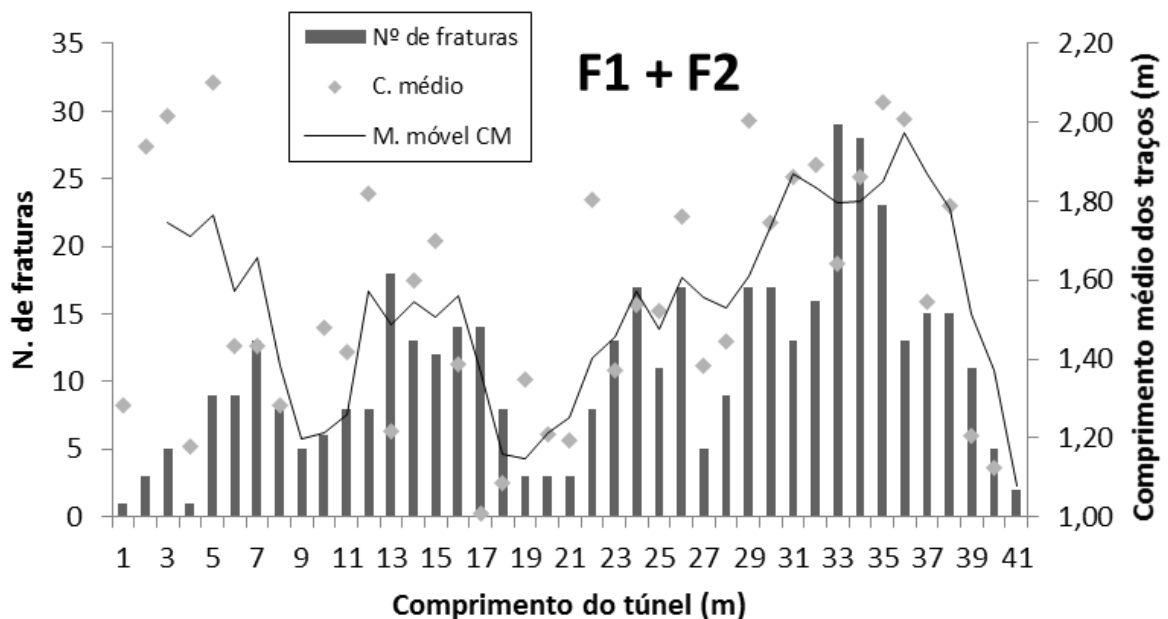


Figura 5.2: Distribuição das fraturas F1 e F2, e seus comprimentos médios ao longo do trecho escaneado.

É possível (utilizando a média móvel) observar uma relação de concordância entre a variação da quantidade de fraturas e do comprimento médio dos traços ao longo do túnel. De modo geral, é esperado que zonas mais fraturadas tenham

persistências maiores, pois, tanto a continuidade dos planos de fraturas, quanto a quantidade de fraturas são diretamente proporcionais à magnitude das deformações localizadas (cisalhamentos, dobramentos e etc.) geradas por eventos tectônicos que formaram estas descontinuidades. Porém, é difícil confirmar esta relação devido aos erros associados a aquisição de dados e visibilidade das fraturas, principalmente para o cálculo de comprimento médio aparente dos traços.

5.2 Divisão por intensidade de fraturamento.

Para divisão do trecho escaneado em partes (não necessariamente do mesmo tamanho) representativas das zonas mais ou menos fraturadas, foram calculadas as intensidades aparentes a partir de amostragem em janelas de diversas áreas, posicionadas a cada metro do túnel. Este procedimento é simples e rápido quando já se tem a quantificação do número de fraturas por metros e do comprimento dos traços contidos em cada metro (sendo que estes dados foram adquiridos na etapa anterior).

Dentre os parâmetros aparentes, a intensidade (I_a) é o melhor parâmetro para representar a condição de fraturamento do maciço, pois ela considera tanto a densidade aparente (ρ_a - número de fraturas por área da janela), quanto o comprimento médio aparente dos traços (μ_a - somatória de todos os comprimentos dos traços dividido pelo número de traços) contidos nesta mesma área. Este parâmetro pode ser calculado com o simples produto:

$$I_a = \rho_a \times \mu_a \quad (6.1)$$

Para comparar diferentes posições e comprimentos de janelas de amostragem com os valores de intensidade resultantes, a análise foi repetida com seis janelas de comprimentos diferentes (5, 6, 7, 8, 9 e 10 m) todas com a largura lateral do túnel (distância entre as paredes de aproximadamente 5 m). Cada uma das janelas percorreu o trecho escaneado do túnel com o centro posicionado a cada metro. A Figura 5.3 mostra como esta análise é elaborada, com a distribuição dos pontos dos centros dos traços (vistos em planta) ao longo do túnel, e as três primeiras janelas (linhas pontilhadas) posicionadas no início do túnel, com a seta indicando o caminho da janela, com amostragens de metro em metro, até o final do túnel. Nesta Figura, os centros dos traços estão vistos em planta, portanto, a variação vertical não aparece

(principalmente nas paredes). Assim os centros dos traços das fraturas identificados nas paredes da nuvem de pontos estão alinhadas nas extremidades.

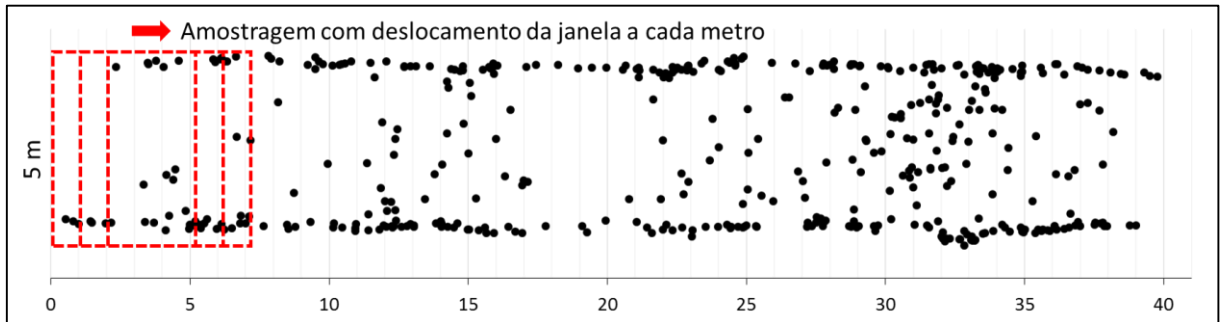


Figura 5.3: Distribuição dos centros dos traços ao longo do túnel, e o posicionamento de três janelas de amostragem de mesma área no início da análise.

Análises preliminares indicaram que, em regiões muito fraturadas, os modelos numéricos elaborados no 3DEC têm custo computacional muito elevado quando atingem comprimentos superiores a 10 m. Desta forma, foram elaboradas janelas de 5 a 10 m (uma curva para cada caso), a fim de verificar, em quais posições, estas janelas abrangem as maiores intensidades, a partir dos dados indicados na Figura 5.2. A Figura 5.4 apresenta o resultado desta análise.

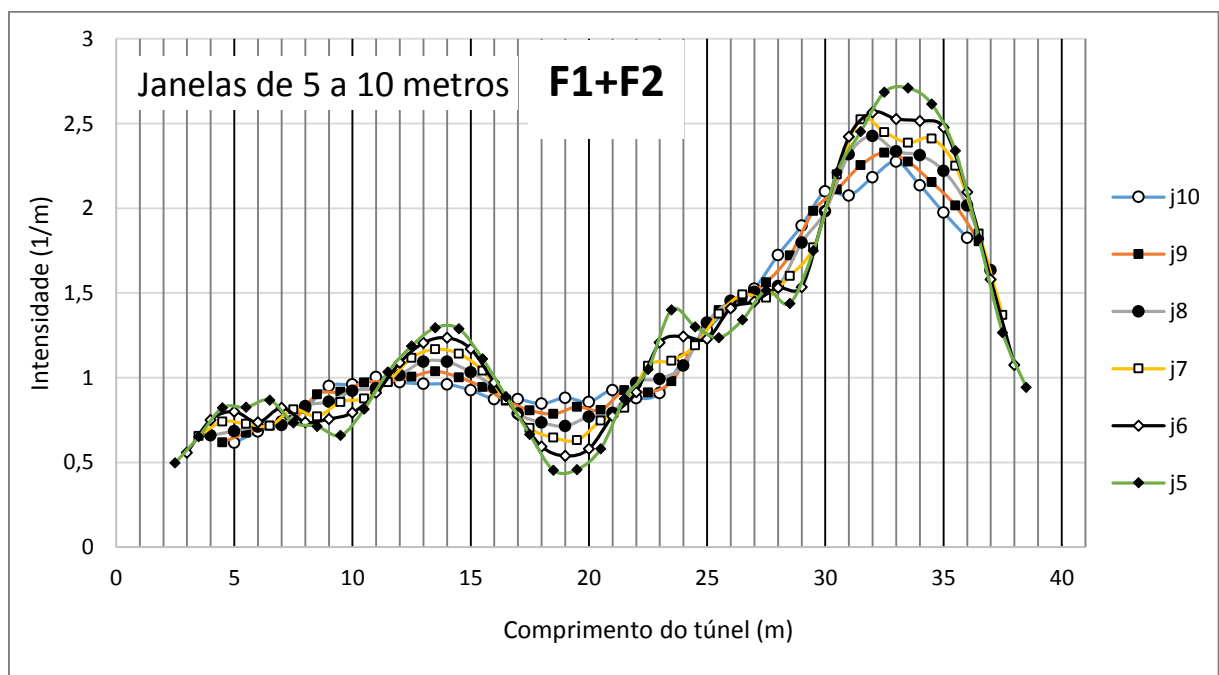


Figura 5.4: Análise com as seis janelas percorrendo o eixo do túnel a cada metro.

A divisão do trecho escaneado do túnel deve ser feita de forma que as zonas mais fraturadas sejam bem representadas. O gráfico da Figura 5.4 mostra como a intensidade varia quando janelas de diferentes tamanhos percorrem o túnel longitudinalmente. Os locais que apresentam uma grande faixa de variação de intensidade aparente entre as curvas (de 12 a 17 m; de 17 a 22 m; de 30 a 36 m) estão associados a picos ou vales de intensidade de faturamento. Isto significa que, nestas regiões, um aumento, ou mal posicionamento, da janela de amostragem pode causar diminuições (em casos de picos), ou aumentos (em caso de vales) indesejáveis na estimativa de parâmetros médios (comprimento de traços, densidade e intensidade) que serão calculados por janelas topográficas, pelos métodos de Mauldon (1998) e Mauldon et al. (2001). A Figura 5.5 exemplifica situações indesejáveis e desejáveis do posicionamento e comprimento das janelas.

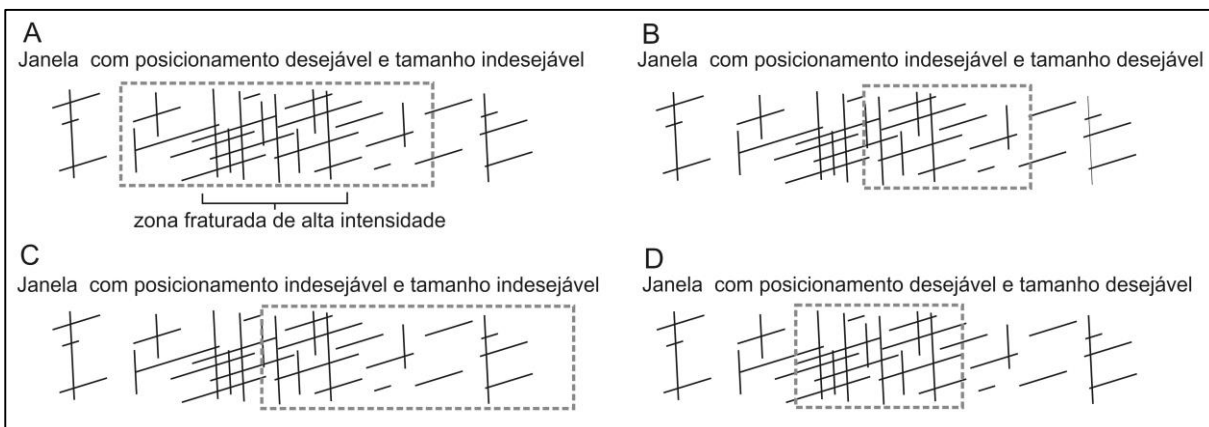


Figura 5.5: Situações indesejáveis e desejáveis de janelas de amostragem.

Em zonas muito faturadas (como de 30 a 36 m) e pouco fraturadas (como 17 a 22 m) é natural que janelas menores resultem em valores de intensidade maiores (picos), ou menores (vales). Portanto, os centros das janelas que dividirão o túnel podem ser posicionados com base nestes picos e vales indicados pela análise com a janela de menor valor, de forma a obter uma situação desejável, como indicado na Figura 5.5D. O valor mínimo para o comprimento da janela (5 m), foi assim estabelecido, para que a distância longitudinal de amostragem seja, no mínimo, igual a distância entre as paredes do túnel, e maior que os maiores CMT (com até 3,5 m na Figura 5.1B). Este critério depende da quantidade de fraturas inseridas na janela. Segundo Sturzenegger et. al. (2011), para uma boa estimativa de comprimento médio dos traços pelos métodos de Mauldon (1998), é recomendável que o número de

fraturas inseridas dentro das janelas de amostragem seja superior a 15. Neste trabalho, este valor pode ser bem inferior, caso janelas de comprimentos menores que 5 m sejam posicionadas em regiões pouco fraturadas.

Considerando a curva obtida pela janela de 5 m na Figura 5.5, três janelas foram individualizadas com este comprimento, cujos centros estão em dois picos (14 e 33 m) e um vale (19 m) (Figura 5.6). Nos trechos de 0 a 11.5 m e de 22 a 30.5 metros, as curvas de janelas de 5 a 10 m caminham aproximadamente juntas. Isso indica que, nestes trechos, para todos os comprimentos de janelas, os valores de intensidade de fraturamento são semelhantes, portanto, estes dois trechos não precisam ser divididos. A Figura 5.6 mostra o resultado final do posicionamento dos retângulos indicando a repartição do túnel pelo gráfico, em trecho de A a F.

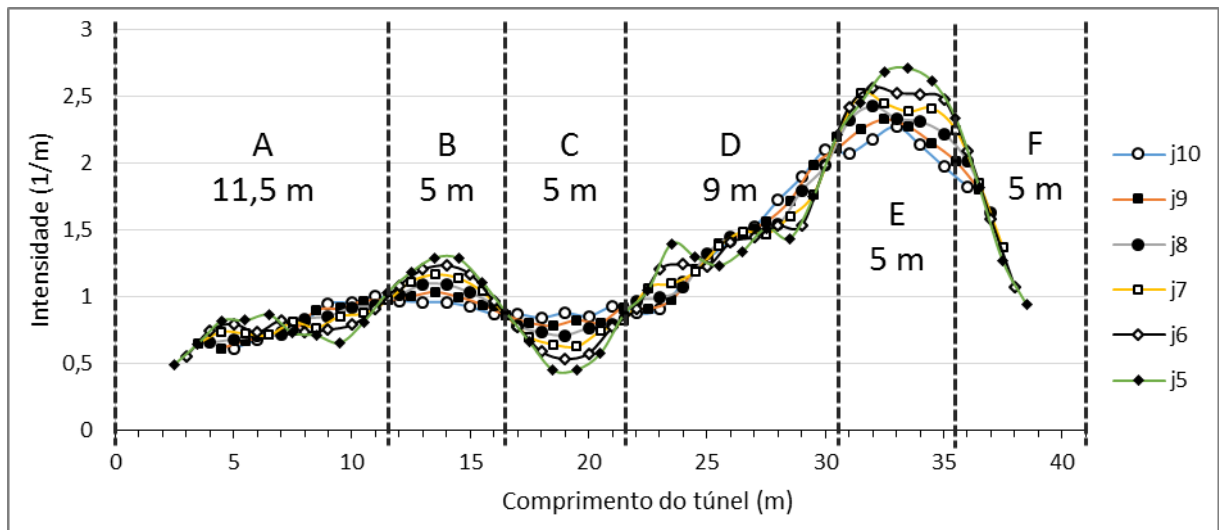


Figura 5.6: Separação do túnel em trechos para elaboração de janelas topográficas e modelos numéricos.

O primeiro trecho (A de 11.5 metros) pode ter um tamanho grande para modelos numéricos no 3DEC, porém, como se trata de um trecho pouco fraturado, as análises computacionais são viáveis. Em seguida, foram divididos dois trechos de 5 m para diferenciar um pico e um vale das curvas. Apesar de representar um pico na curva, a posição do centro do trecho B não representa valores elevados de intensidade, porém, como foi verificado pelo gráfico da Figura 5.1B, as fraturas F2 aparecem com bastante frequência nesta porção. O trecho D representa toda a região de 21.5 a 30.5. A Figura 5.6 mostra que, neste trecho, não se caracterizam picos ou vales de intensidade com as janelas de até 5 metros. Para compreender melhor o

comportamento da intensidade neste trecho, a Figura 5.7 mostra a sequência da análise, diminuindo o comprimento das janelas. Esta figura mostra que, com a sequência da análise, surgem outros picos e vales de porções muito pequenas do maciço. Neste caso, optou-se pela divisão de um único trecho de 9 m, pois, para representar os detalhes destas regiões de baixas e altas intensidades, seria preciso subdividi-lo em trechos muito pequenos (de 2 a 3 m de comprimento). O trecho E, de 5 m, representa o maior pico de intensidade (densidade e persistência) no maciço. E por fim, o trecho F engloba o restante do túnel escaneado.

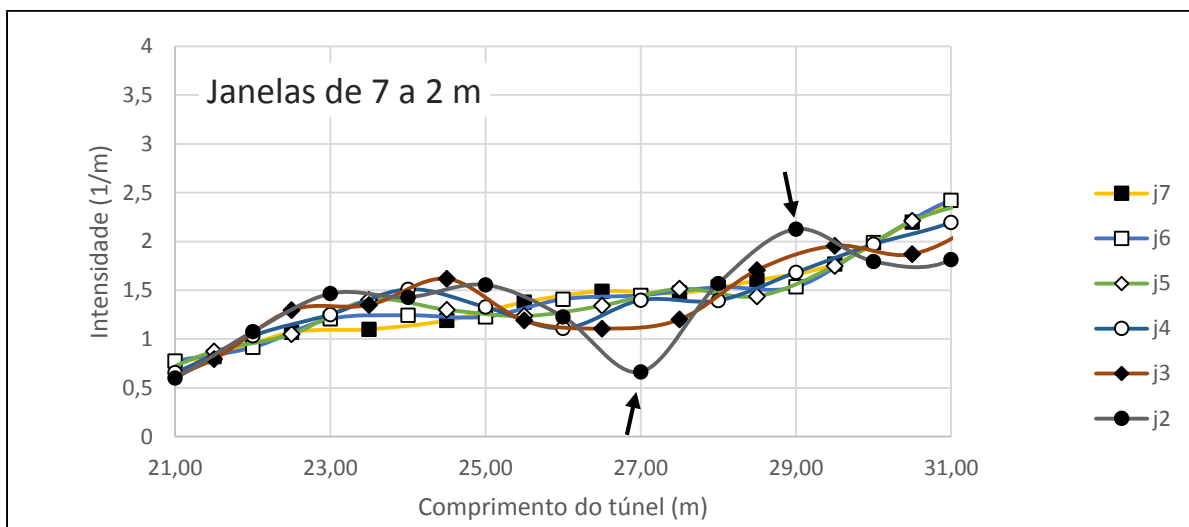


Figura 5.7: Análise com janelas de menores comprimentos no trecho D. As setas pretas mostram variações na intensidade quando se diminui o comprimento da janela a valores muito baixos.

A Figura 5.8 mostra o resultado da divisão sobre os dados dos centros das fraturas distribuídos pelo túnel (em planta). Esta figura indica que a metodologia adotada foi eficaz para representar, separadamente, as zonas mais e menos fraturadas.

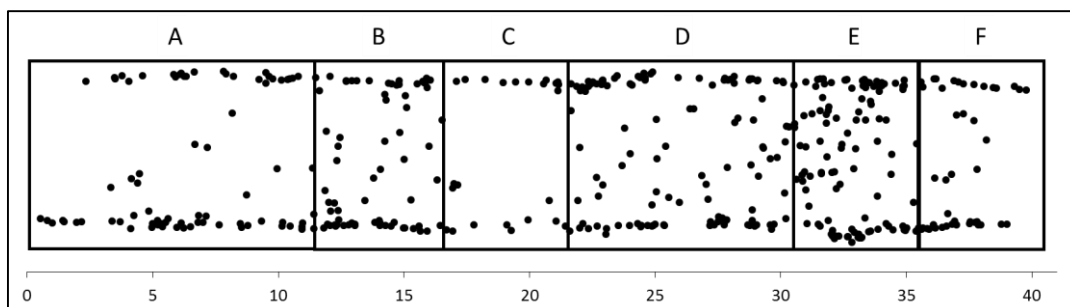


Figura 5.8: Distribuição dos centros dos traços ao longo do túnel, e o posicionamento das janelas definidas.

Após esta setorização dos 41 m escaneado, é interessante verificar a relação entre anomalias resistivas identificadas pela geofísica no Capítulo 3, e as posições dos trechos de A a F, indicados nas Figura 5.8 e 5.6. A Figura 5.9 mostra a posição da região escaneada na seção geoeletrica da Linha 2, executada ao longo do eixo do túnel. Nesta figura, a escala de valores de resistividade foi ampliada para destacar a anomalia B, já evidenciada anteriormente pela Figura 3.12.

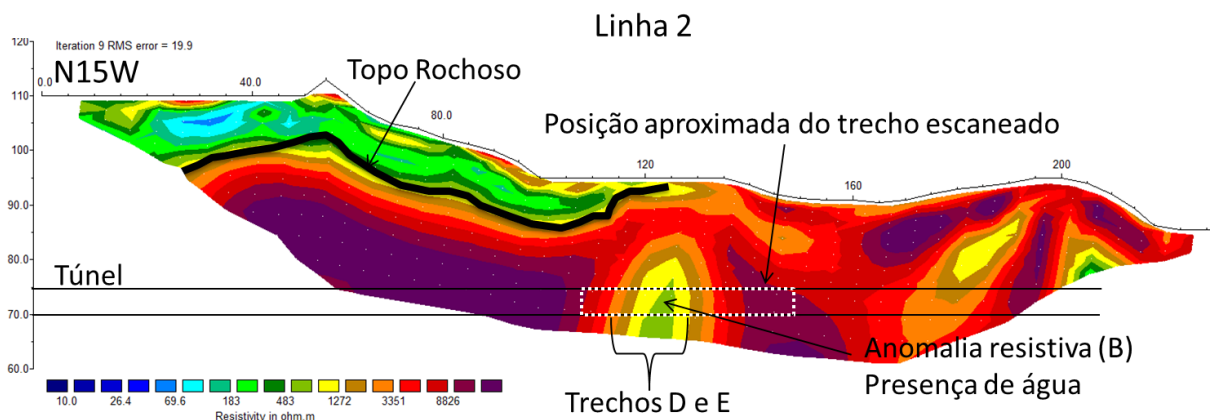


Figura 5.9: Localização da região escaneada do túnel na seção geoeletrica da linha 2.

A Figura 5.9 mostra que boa parte do trecho escaneado está inserida na mesma posição da anomalia resistiva evidenciada, principalmente do meio para o final, onde estão posicionados os trechos mais intensamente fraturados (D e E). Como foi descrito anteriormente, a região de 41 m escaneada do túnel foi selecionada durante as inspeções iniciais de mapeamento, por apresentar-se expressivamente fraturada. Neste mesmo local, foi possível verificar que existiam vazamentos de água por discontinuidades. A Figura 5.10 mostra um ponto posicionado entre o trecho D e o trecho E da nuvem de pontos, indicando infiltrações nas paredes e no teto do túnel.

Desta forma, neste local existe uma correspondência entre maiores intensidades de fraturamento, infiltrações no túnel e anomalia resistiva no maciço. Portanto, pode-se assumir que, em regiões como estas, devem estar ocorrendo processos acelerados de alterações mineralógicas, que prejudicam a qualidade do maciço. Entretanto, não há conhecimento do tempo associado a este processo de alteração, restringindo a análise à condição atual da rocha intacta e das discontinuidades

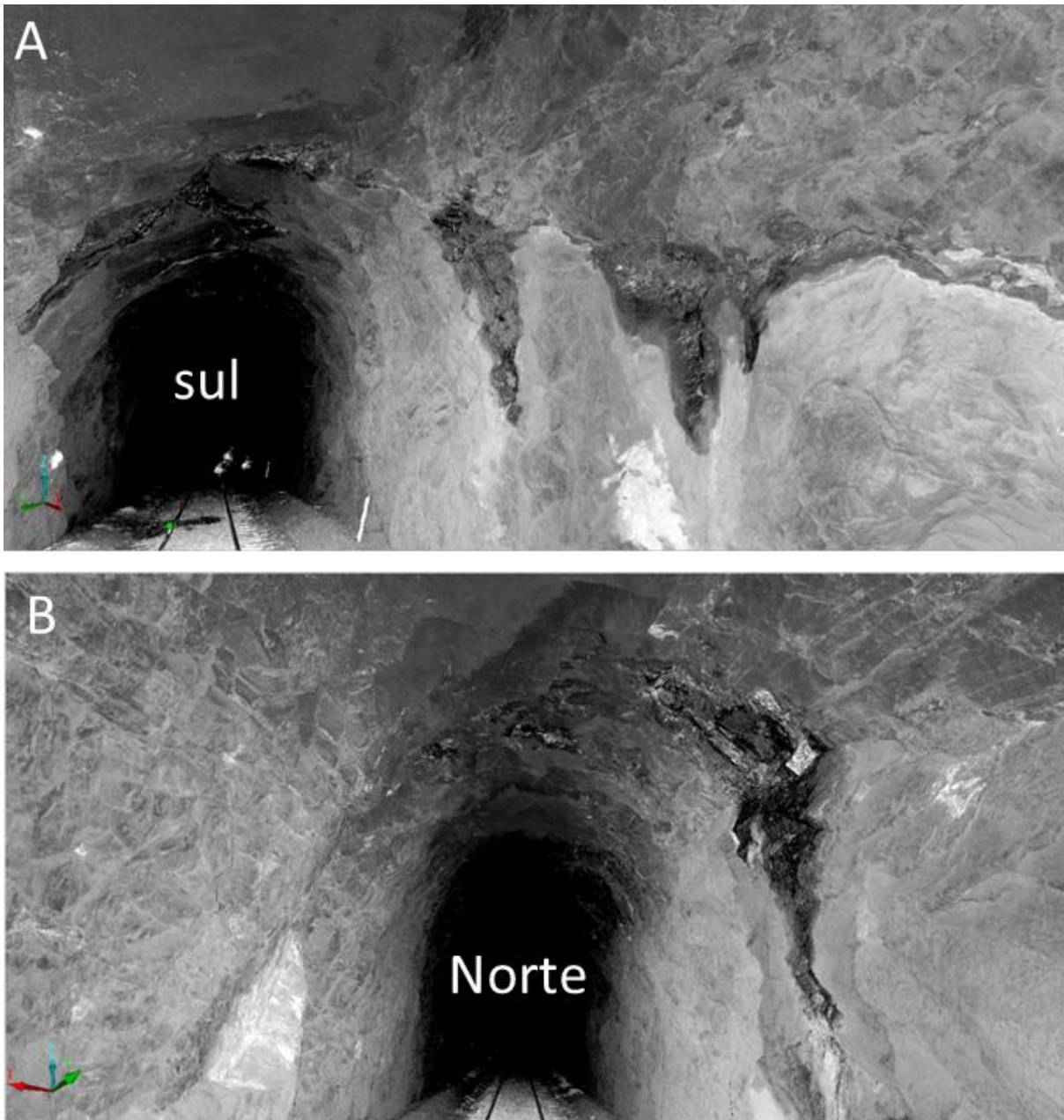


Figura 5.10: Nuvem de pontos entre os trechos D e E, indicando infiltrações na rocha. (A) com vista para Sul. (B) com vista para norte.

5.3 Aplicação de janelas topográficas

Para cada trecho diferenciado no item anterior (A, B, C, D, E e F), foram elaboradas janelas topográficas de amostragens para cálculo de densidade (ρ) (ou frequência em área) e comprimento médio dos traços (μ) pelas Equações 2.21, 2.22 e 2.23 propostas por Mauldon (1998) e Mauldon et al. (2001).

Para a elaboração das janelas de amostragem, a seção do túnel foi dividida em janelas topográficas contidas em uma zona de influência (Figura 5.11). A dificuldade

desta etapa está associada a irregularidade da seção do túnel. Idealmente, a metodologia de janela de amostragem, proposta por Mauldon (1998), é aplicada em superfície plana. Entretanto, como já foi citado anteriormente, Sturzenegger et al. (2011) aplicou esta metodologia em imagens de scanner, introduzindo o conceito de janelas topográficas circulares.

Neste trabalho, cada trecho do túnel foi subdividido em janelas topográficas retangulares conectadas e, em cada uma delas, foi realizada uma amostragem para cada família de descontinuidade, segundo a metodologia de Mauldon (1998).

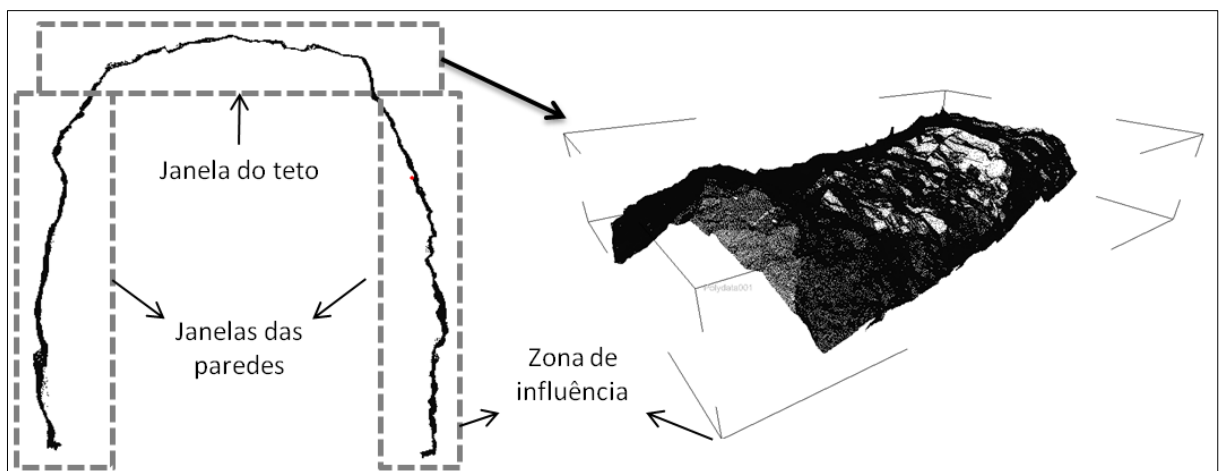


Figura 5.11: Separação da seção do túnel em janelas topográficas de amostragem.

A separação da seção do túnel em janelas depende do nível de irregularidade de cada trecho, entretanto, buscou-se o mínimo de subdivisões possíveis (teto e duas paredes, como mostra a Figura 5.11), para facilitar os cálculos.

O recorte da nuvem de pontos foi feito no software Split-FX, bem como a inserção de planos circulares e contagens de pontos finais (para quantificação de m e n e aplicação da Eq. 2.22). Os métodos de Mauldon (1998) e Mauldon et al. (2001) foram aplicados para cada família de descontinuidade, nas três janelas de cada trecho (uma para o teto, uma para a parede leste, denominada PE, e outra para a parede oeste, denominada PW).

Os valores aparentes de densidade, comprimento médio dos traços e intensidade também foram quantificados para todas as janelas. Estes valores já foram anteriormente calculados para cada trecho (A, B, C, D, E e F) sem divisão de paredes e teto, durante a separação do túnel. Nesta etapa, estes foram recalculados com mais precisão, para cada janela (paredes e tetos), para compara-los com os valores obtidos

pelos métodos de Mauldon (1998) e Mauldon et al. (2001). O cálculo destes parâmetros foi feito separadamente, para cada janela, considerando as definições utilizadas na separação do túnel em trechos, sendo I_a , ρ_a , μ_a os parâmetros aparentes e I , ρ , μ os parâmetros calculados por janelas de amostragem. A Figura 5.12 mostra um exemplo simplificado do procedimento de obtenção destes parâmetros (aparentes e por janelas de amostragem), a partir da análise da nuvem de pontos.

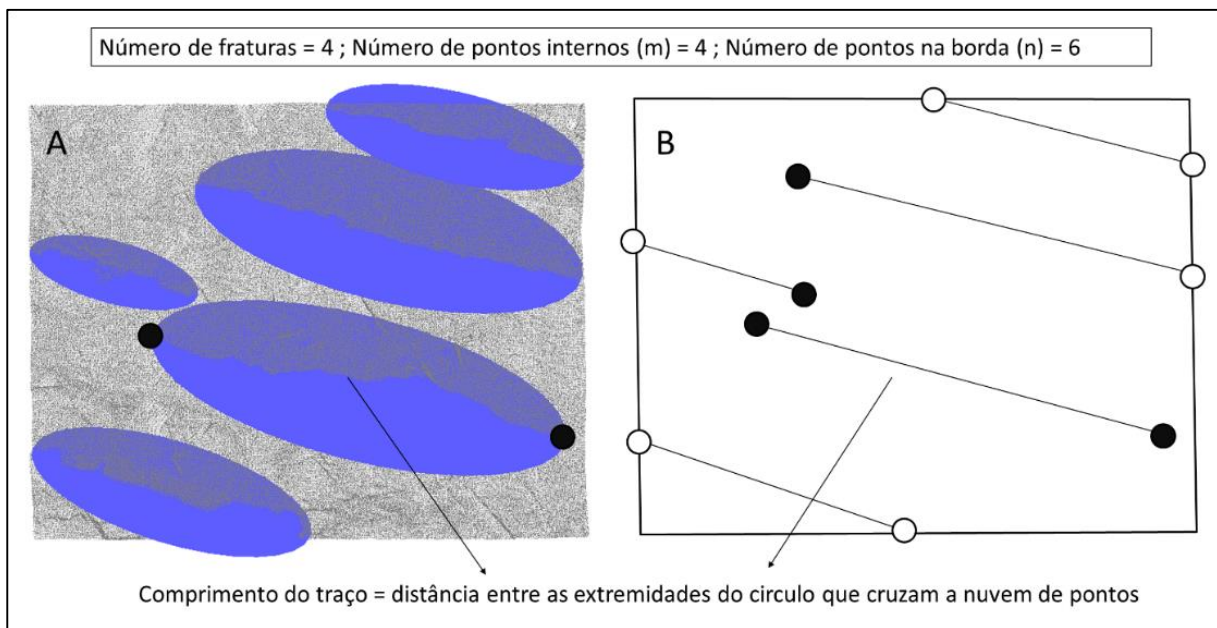


Figura 5.12: Exemplo de contagem de pontos finais pelo método de janelas de amostragem (Mauldon 1998 e Mauldon 2001). (A) Nuvem de pontos com planos circulares inseridos nas fraturas. (B) Representação da janela topográfica em 2D, com os pontos finais e comprimento.

É possível observar na Figura 5.12, que a análise fornece os parâmetros m e n , o número de fraturas e o comprimento de cada traço, que, juntamente com a área da janela pré-estabelecida, e comprimento (W_θ) na direção perpendicular aos traços das fraturas, calculado para cada caso, formam o conjunto de informações necessárias para aplicação das metodologias adotadas.

O valor de W_θ foi calculado manualmente, baseado na atitude mediana dos planos de fratura em cada janela, com o auxílio de projeções estereográficas. Este cálculo foi realizado por desenhos e medidas orientadas, no próprio software Split-FX. Em caso de janelas com descontinuidades muito esparsas foi utilizada a metodologia de janelas circulares (Mauldon, 2001; Sturzenegger et al., 2011). Este foi um caso

particular da janela referente à parede oeste (PW) do trecho D da nuvem de pontos. Neste caso, foram aplicadas janelas circulares em sequência para cobrir uma região retangular, como mostra a Figura 5.13. O valores finais de densidade, comprimento médio dos traços e intensidade foram calculados pela média dos valores das janelas circulares.

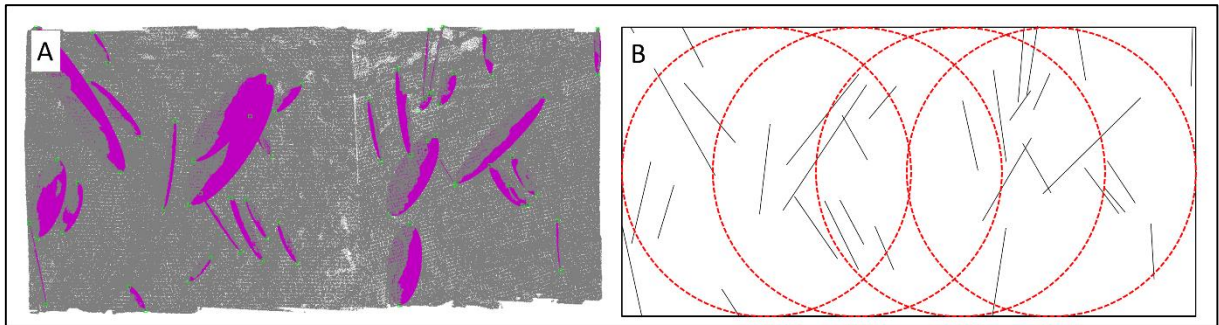


Figura 5.13: (A) Fraturas esparsas na nuvem de pontos. (B) Representação dos traços, e posicionamento das janelas de amostragem circulares.

5.4 Análise dos parâmetros (ρ, μ, I) obtidos para as fraturas F1 e F2.

As Figuras de 5.14 a 5.17 mostram as projeções estereográficas com o contorno de polos indicando as concentrações dos planos medidos em cada janela de amostragem, para cada família de descontinuidade. Em cada caso, está indicado a quantidade de dados analisados. Com base nestas análises foram estabelecidos planos médios e desvios-padrão para cada caso, como mostra a Tabela 6.1. O desvio padrão foi considerando como sendo o valor do ângulo θ (na Eq. 2.6) no qual 68,26% das descontinuidades das famílias são englobadas. Este valor é definindo pelo programa DIPS (www.rocscience.com) como limite de variabilidade referente ao primeiro desvio padrão (indicado por DP na Tabela 5.1). Valores mais altos de porcentagens de descontinuidades englobadas não foram utilizados para minimizar a variabilidade dos dados nas análises numéricas que serão apresentadas mais a diante.

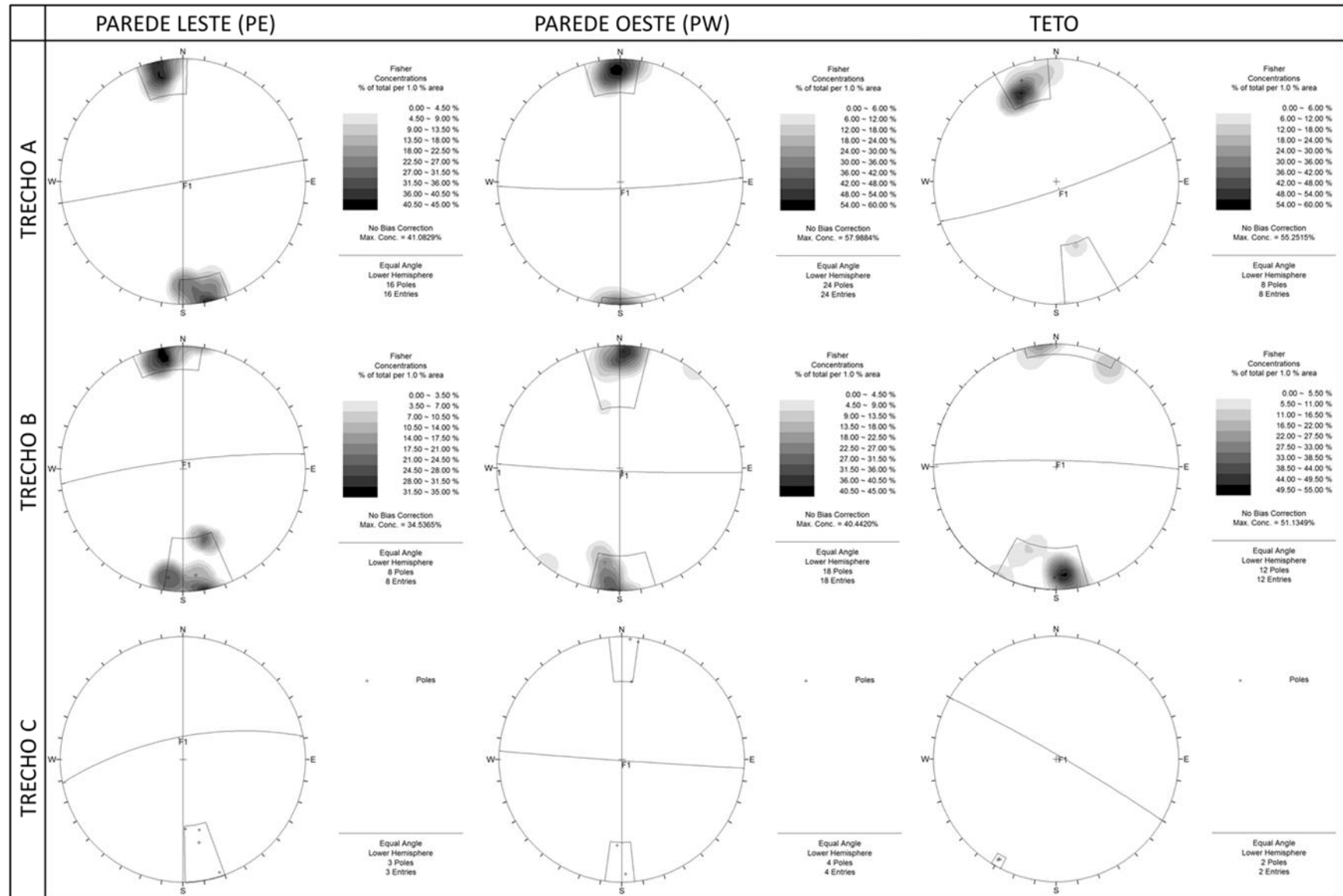


Figura 5.14: Projeções estereográficas com contorno de polos e plano mediano da família de fratura F1 nas janelas PW, PE e Teto, dos trechos A, B e C.

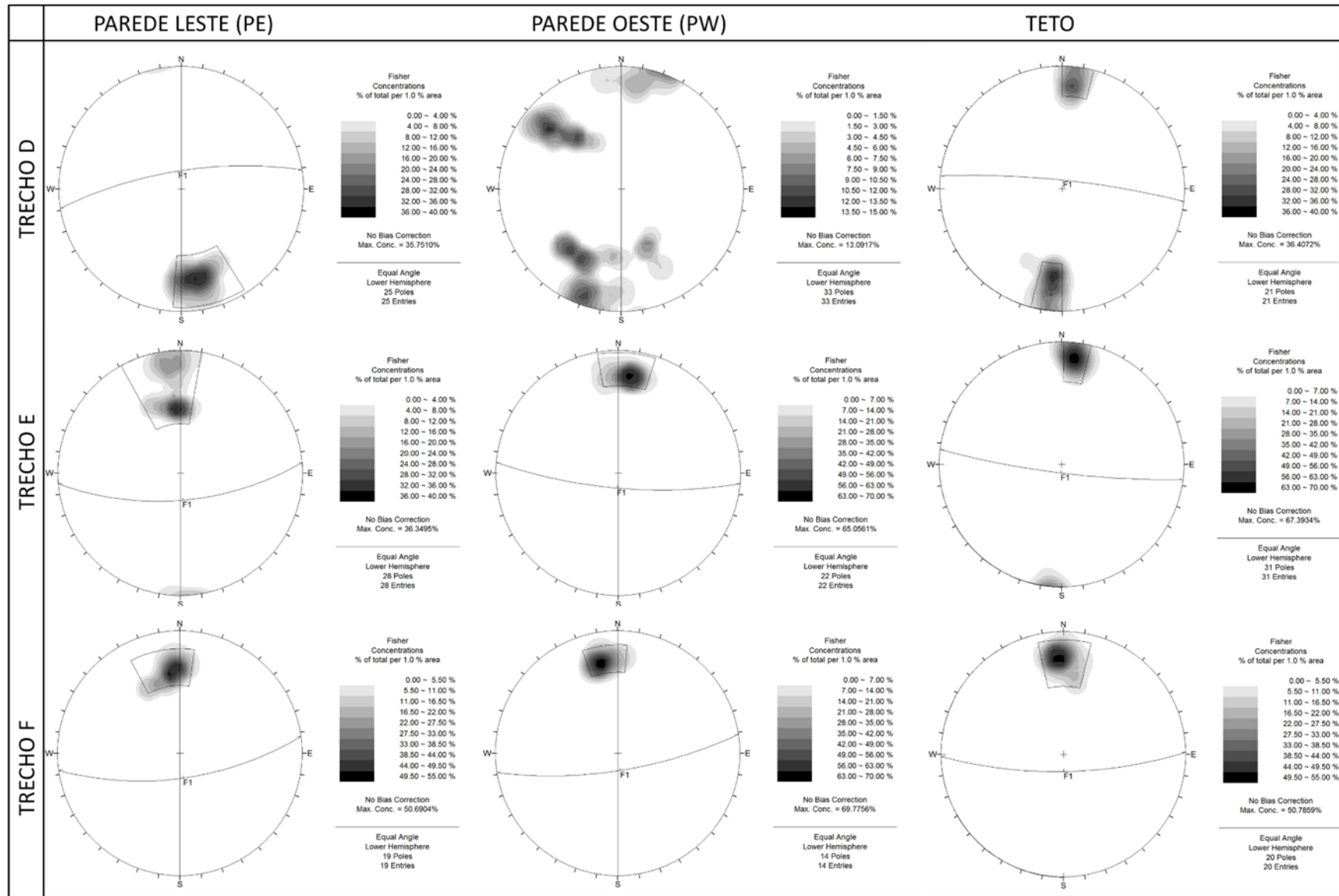


Figura 5.15: Projeções estereográficas com contorno de polos e plano mediano da família de fratura F1 nas janelas PW, PE e Teto, dos trechos D, E e F.

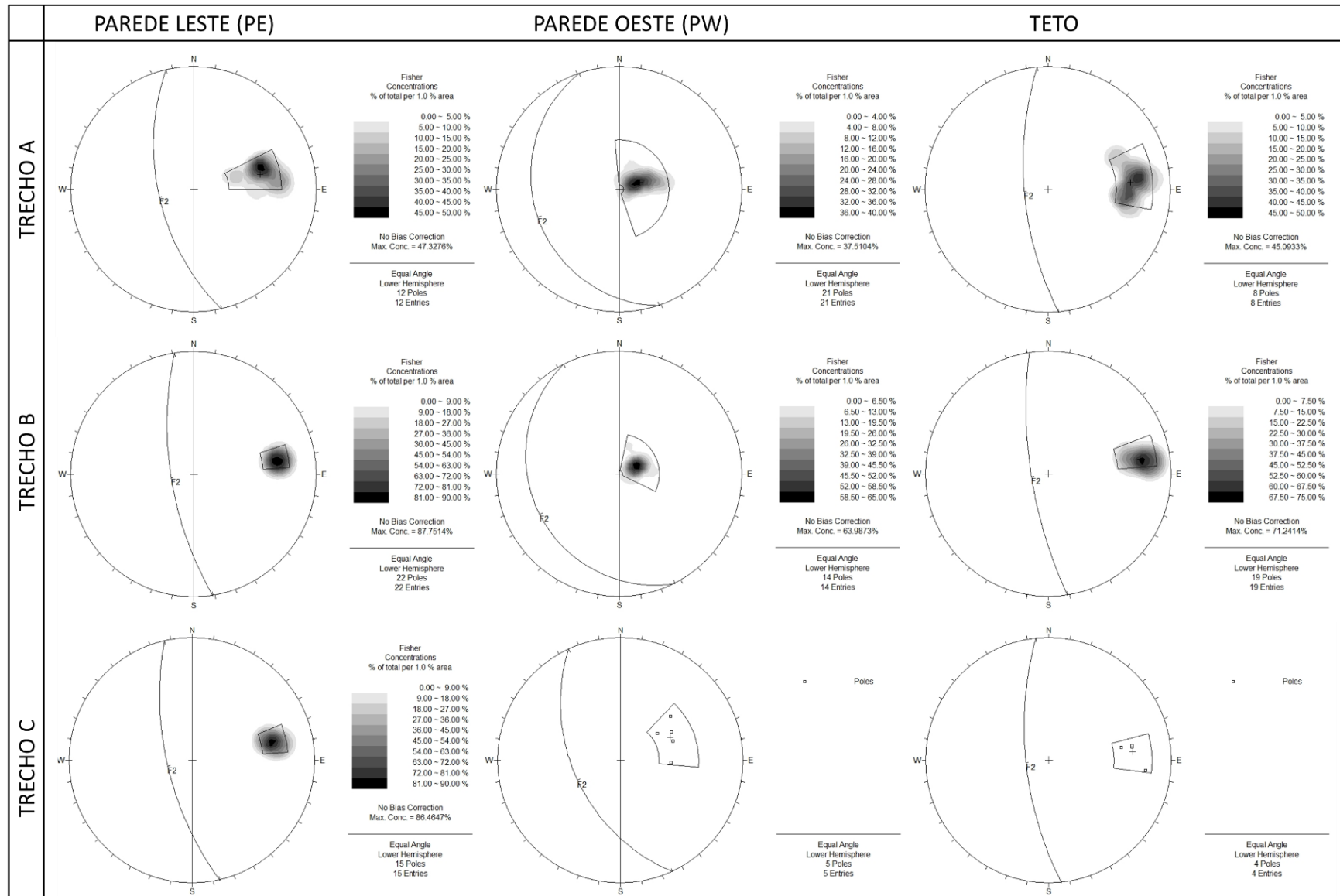


Figura 5.16: Projeções estereográficas com contorno de polos e plano mediano da família de fratura F2 nas janelas PW, PE e Teto, dos trechos A, B e C.

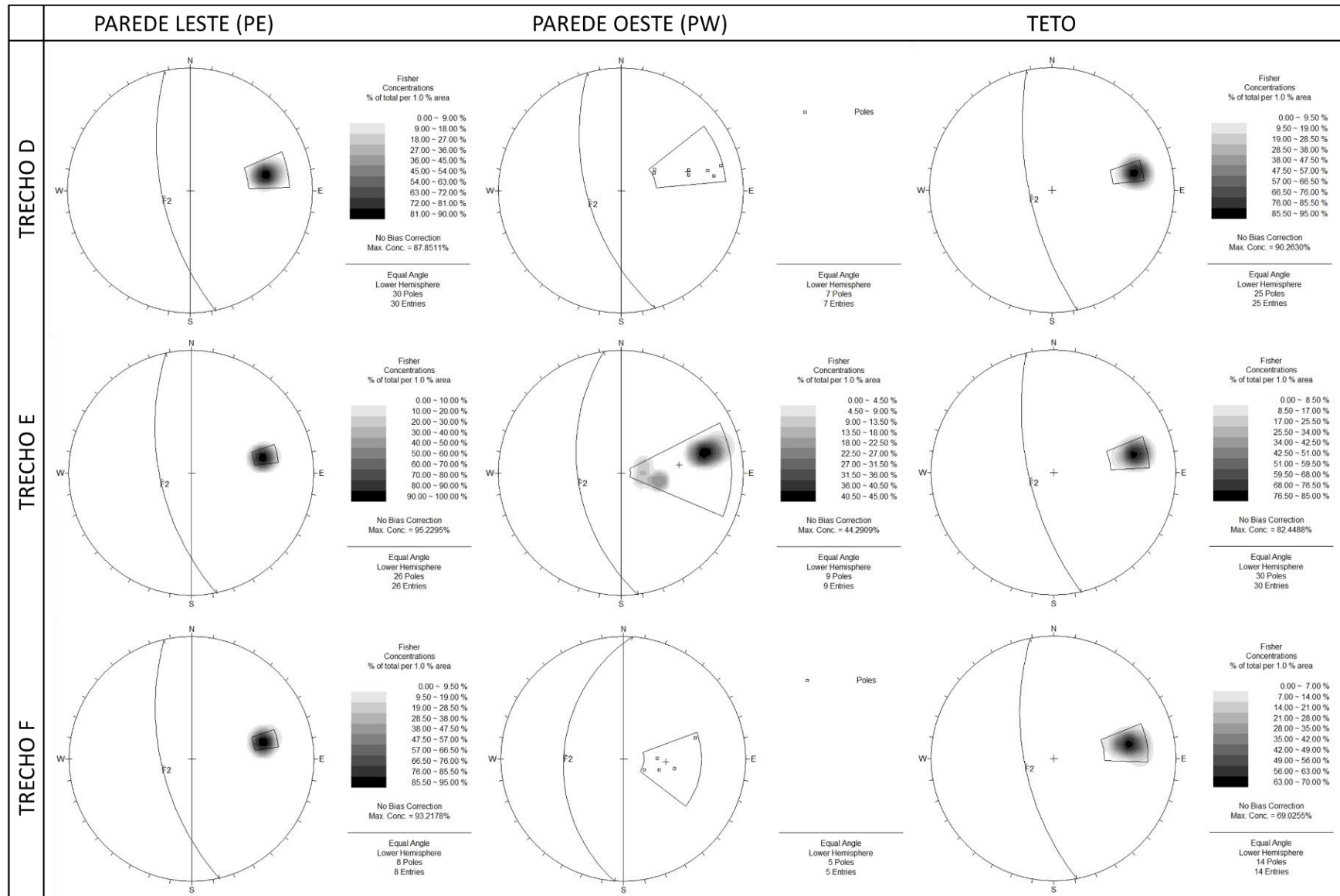


Figura 5.17: Projeções estereográficas com contorno de polos e plano mediano da família de fratura F2 nas janelas PW, PE e Teto, dos trechos D, E e F.

Para a janela PW das fraturas F2, no trecho D não foi apresentado uma média, devido aos dados esparsos. Para as Fraturas F1, no trecho C, as janelas PW, PE e teto, não são atribuídas médias nem desvios-padrão, devido à baixa quantidade de dados obtidos (Tabela 5.1).

Tabela 5.1: Planos médios (DipDirection°/Dip°) e desvios-padrão (DP°) das fraturas mapeadas em cada janela de amostragem.

TRECHO		A	B	C	D	E	F
F2	PW	251/20 DP 13	243/18 DP 8	245/48 DP 14	254/59 DP 20	262/51 DP 27	274/48 DP 20
	PE	257/58 DP 12	261/69 DP 4	257/67 DP 5	258/64 DP 4	258/61 DP 3	257/62 DP 3
	TETO	265/68 DP 12	261/74 DP 7	264/69 DP 10	258/69 DP 4	257/67 DP 6	259/63 DP 8
F1	PW	178/84 DP 7	182/87 DP 15	184/89	-	185/76 DP 8	171/74 DP 7
	PE	350/90 DP 13	353/82 DP 18	349/70	351/73 DP 11	174/67 DP 16	172/67 DP 11
	TETO	162/78 DP 10	001/84 DP 15	86/30	006/82 DP 14	187/82 DP 6	179/74 DP 9

Pelas projeções estereográficas, é possível observar que as fraturas F2 apresentam-se mais esparsas, e com menos frequência na parede PW, principalmente nos trechos D, E e F (Figura 5.17). Nestes mesmos trechos, as fraturas F2 mostram atitudes bem similares na parede PE e no teto, porém no teto, a frequência é maior. Com exceção de PW, as fraturas F2 apresentam ângulos altos de mergulho (superiores a 60°). Por esta análise separada de cada trecho, é possível observar que os planos de F2 com baixos ângulos de mergulho (descritos anteriormente como F2' pela Figura 4.11) são restritos aos trechos A e B da parede PW (Tabela 5.1). Nas janelas da parede PE e do teto, nestes mesmos trechos, F2 apresenta ângulos de mergulho elevados (superior a 60°).

As fraturas F1 apresentam ângulos de mergulho altos (subverticais) em todas as janelas de todos os trechos. A parede PW do trecho D, particularmente, apresenta fraturas muito esparsas (como mostra a Figura 5.15), portanto, para este caso, não foi estabelecido um plano médio para estas fraturas.

De modo geral, existe uma boa correlação entre as atitudes observadas nas paredes PE e no teto para F2. Estes mesmos padrões não foram observados nas paredes PW para F2, provavelmente porque há pouca exposição destas fraturas nestes locais, o que impossibilita a identificação dos planos e prejudica os dados. O trecho C apresentou poucos planos de fratura F1 e F2 (com exceção de fraturas F2 na parede PE). Para estes e outros casos (com baixa quantidade de dados), não foram gerados contorno de polos nas projeções estereográficas.

Em seguida, a Tabela 5.2 mostra os resultados das análises dos parâmetros utilizados pelos métodos de Mauldon (1998) e Mauldon et al. (2001), juntamente com os parâmetros para obtenção de valores aparentes. A partir destes dados, foram calculados os valores de densidade, comprimento médio dos traços e intensidade, aparentes e por janelas de topográficas de amostragem. A Tabela 5.3 apresenta o resultado destes cálculos para F1 e F2.

Tabela 5.2: Parâmetros levantados pelas análises de janelas de amostragem.

F1																							
Trecho	A			B			C			D						E			F				
Janela	PW	PE	T	PW	PE	T	PW	PE	T	PW				PE	T	PW	PE	T	PW	PE	T		
n	13	8	1	8	5	8	1	2	1	6	3	8	5	12	13	16	19	27	10	11	13		
m	35	24	15	28	15	16	7	4	3	24	23	28	25	36	27	24	32	33	18	27	27		
A (circular)										18.1													
r(raio)										2.4													
A (retangular)	55	55	49	24	24	22	24	24	22	43				43	39	24	24	22	24	24	22		
W θ	12	12	12	5	5	5	5	5	5	10				10	9	6	7	5	6	6	5		
N (N° de fraturas)	24	16	8	18	10	12	4	3	2	33						26	21	22	27	31	14	19	20
F2																							
Trecho	A			B			C			D						E			F				
Janela	PW	PE	T	PW	PE	T	PW	PE	T	PW				PE	T	PW	PE	T	PW	PE	T		
n	8	4	1	6	16	13	3	11	4	5				24	16	3	22	26	2	3	6		
m	34	20	8	22	28	23	7	19	4	9				38	32	15	30	32	8	13	20		
A (circular)																							
r(raio)																							
A (retangular)	55	55	49	24	24	22	24	24	22	43.2				43	39	24	24	22	24	24	22		
W θ	4.8	4.8	4.8	4.8	4.8	4.3	6.1	6.1	5.3	7				7	6	6	6	5.3	6	6	5		
N (N° de fraturas)	21	12	8	14	22	19	5	15	4	7						30	25	9	26	30	5	8	14

Tabela 5.3: Resultados dos cálculos de densidade, comprimento médio dos traços e intensidade, aparentes (Ap.) e por janelas de amostragem (J.A).

Família		F2						F1						
Trecho		A	B	C	D	E	F	A	B	C	D	E	F	
PW	Ap.	ρ_a	0,38	0,58	0,21	0,16	0,38	0,21	0,43	0,75	0,17	0,76	0,92	0,58
		μ_a	1,78	1,24	1,16	1,27	1,29	0,78	1,79	1,31	0,91	1,04	1,65	1,50
		I_a	0,68	0,72	0,24	0,21	0,48	0,16	0,78	0,99	0,15	0,79	1,51	0,88
	J.A	ρ	0,31	0,46	0,15	0,10	0,31	0,17	0,32	0,58	0,15	0,69	0,50	0,38
		μ	2,71	1,36	1,69	3,43	0,80	1,00	1,78	1,37	0,69	0,92	2,67	2,22
		I	0,83	0,63	0,25	0,36	0,25	0,17	0,57	0,80	0,10	0,66	1,33	0,83
PE	Ap.	ρ_a	0,22	0,92	0,63	0,69	1,08	0,33	0,29	0,42	0,13	0,60	1,13	0,79
		μ_a	1,17	1,35	1,69	2,51	2,24	1,28	1,11	1,09	1,10	1,16	1,16	1,21
		I_a	0,25	1,24	1,05	1,74	2,43	0,43	0,32	0,46	0,14	0,70	1,30	0,96
	J.A	ρ	0,18	0,58	0,40	0,44	0,63	0,27	0,22	0,31	0,08	0,42	0,67	0,56
		μ	2,30	2,86	2,28	3,90	2,93	0,92	1,60	1,60	2,40	1,44	2,04	1,63
		I	0,42	1,67	0,90	1,71	1,83	0,25	0,35	0,50	0,20	0,60	1,36	0,92
TETO	Ap.	ρ_a	0,16	0,88	0,19	0,65	1,40	0,65	0,16	0,56	0,09	0,54	1,44	0,93
		μ_a	0,86	1,75	1,50	1,91	1,62	1,30	1,14	1,23	0,85	1,57	1,87	1,14
		I_a	0,14	1,54	0,28	1,23	2,27	0,85	0,18	0,68	0,08	0,85	2,69	1,06
	J.A	ρ	0,08	0,53	0,09	0,41	0,74	0,47	0,15	0,37	0,07	0,35	0,77	0,63
		μ	1,29	2,83	4,06	3,23	3,30	1,29	0,29	2,15	1,43	2,07	3,52	2,07
		I	0,10	1,51	0,38	1,33	2,45	0,60	0,04	0,80	0,10	0,72	2,70	1,30

Os dados marcados em cinza na Tabela 5.3 representam análises de janelas com poucos dados (menos que 10 fraturas). Nesses casos, a metodologia de Mauldon (1998) é inadequada, e pode causar incoerência de resultados (como os valores de densidade muito baixo ($0,09 \text{ m}^{-2}$) e comprimento médio dos traços muito alto (4,06 m) observados na janela do teto do trecho C, para F2). Além disso, em boa parte dos casos, esta baixa quantidade de dados está associada às estruturas mais esparsas. O conjunto de gráficos da Figura 5.18 mostra a distribuição destes parâmetros (desconsiderando os dados tingidos de cinza, na Tabela 5.3) em cada trecho, ao longo do comprimento do túnel.

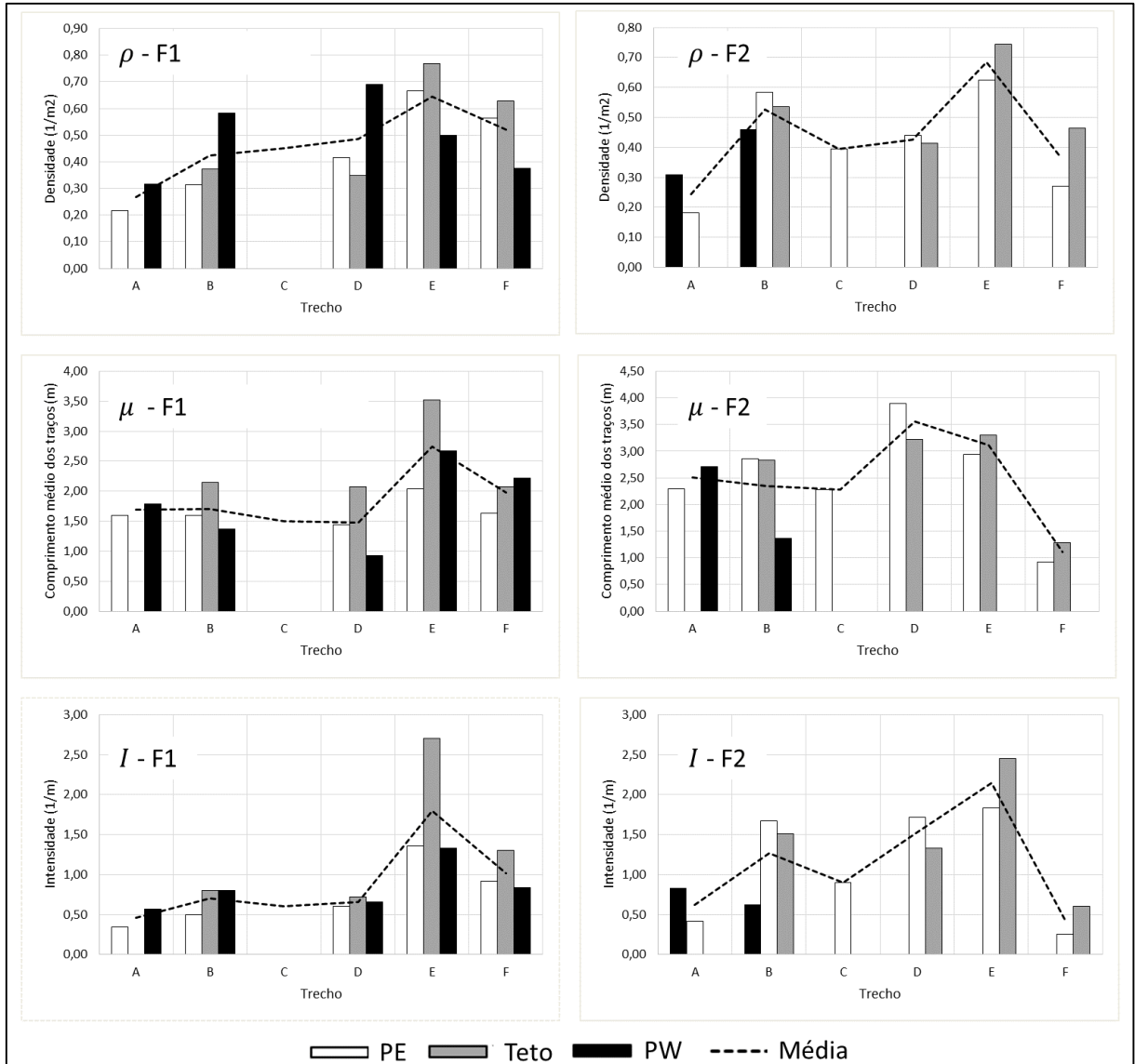


Figura 5.18: Análise dos resultados obtidos por janelas topográficas de amostragem nas paredes e no teto dos trechos separadas na nuvem de pontos.

A primeira observação pertinente é a semelhança entre as intensidades calculadas pelas janelas de amostragem nesta etapa (Figura 5.18) e as intensidades verificadas durante a separação do túnel (Figura 5.4), indicando picos de intensidade moderado no trecho B, picos de intensidade altos no trecho E e valores altos no trecho D e F. Em boa parte dos casos as janelas (PW, PE e teto) de um mesmo trecho não apresentam parâmetros (ρ , μ , e I) de valores semelhantes. Isto ocorre, provavelmente, porque as fraturas mapeadas são somente as fraturas que, de alguma forma, foram expostas no túnel. A exposição pode variar de acordo com os seguintes fatores:

- da orientação das discontinuidades, que pode variar de forma que, quando estas são subparalelas ao plano do túnel, serão menos frequentes no

afloramento (Figura 2.9). Isso pode ocorrer, por exemplo, nas partes mais altas da parede oeste (PW) para os planos de F2;

- da degradação da seção do túnel. Quando a seção do túnel encontra-se pouco degradada (mais lisa) as descontinuidades têm a exposição prejudicada, e muitas vezes não são identificadas na nuvem de pontos;
- da estabilidade dos blocos, que varia de acordo com a posição no túnel e com a resistência dos diferentes tipos de descontinuidade (fraturas e foliação). Aparentemente, no túnel Monte Seco, os blocos são mais instáveis no teto e na parede leste. Entretanto, este tema será abordado com mais detalhe nas análises numéricas (Capítulo 7);

Desta forma, as diferenças encontradas nas amostragens das paredes PE e PW e no teto (Figura 5.18) podem estar associadas a estes fatores. A degradação da seção depende principalmente do método construtivo, portanto não deveria de diferenciar na seção. Desta forma, fraturas não são expostas, ou tem exposição limitada (Figura 4.10), principalmente devido à geometria das descontinuidades e à estabilidade dos blocos formados por elas em cada parte da seção do túnel.

Comparação entre janelas de amostragem a valores aparentes:

As Figura 5.19 e 5.20 apresentam a comparação entre os valores de parâmetros aparentes e de janelas de amostragem para F1 e F2, respectivamente. Para os valores aparentes, todos os dados apresentados na Tabela 5.3 foram considerados, incluindo os parâmetros calculados em regiões pouco fraturadas (como o trecho C). Estas comparações indicam que, para as duas famílias de fraturas, as análises de janelas de amostragem mostraram valores de comprimento médio dos traços superiores, quando comparados com os valores aparentes. Este resultado era esperado, pois a metodologia utilizada (Mauldon, 1998 e Mauldon et al., 2001) foi desenvolvida para corrigir erros inerentes às amostragens aparentes, que tendem a minorar o comprimento das fraturas (f-bias e censoring, como foi visto no item 2.3.3). Já os valores de densidade calculados por janelas de amostragem são inferiores aos aparentes. Isto também era esperado, pois, como foi discutido na seção 2.3.3, Mauldon, (1998) contabiliza somente os traços com um ou dois pontos finais contidos nas janelas, buscando quantificar somente as fraturas cujos centros também estão contidos.

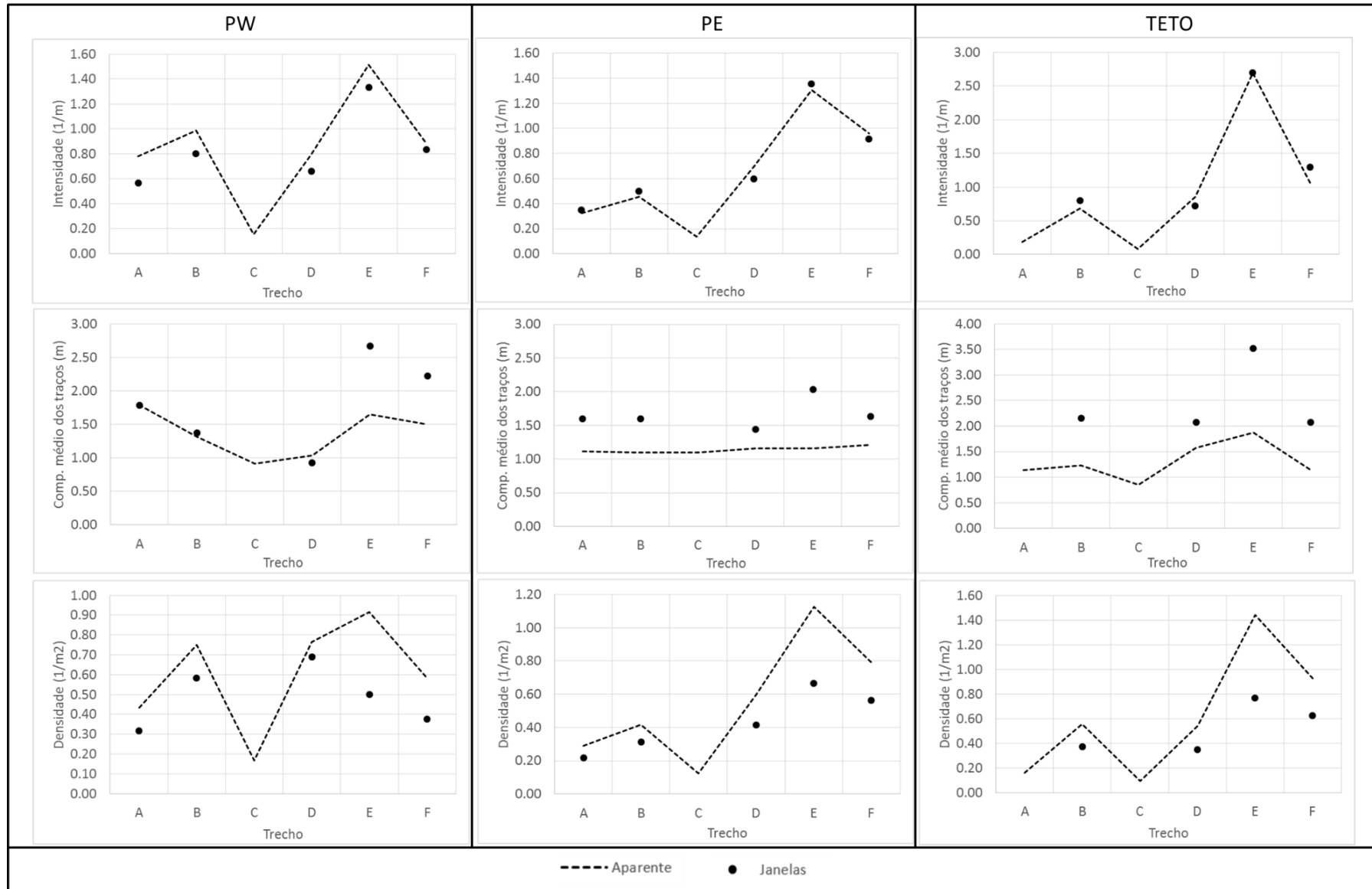


Figura 5.19: comparação entre parâmetros aparentes, com os resultados obtidos por janelas topográficas de amostragem para F1.

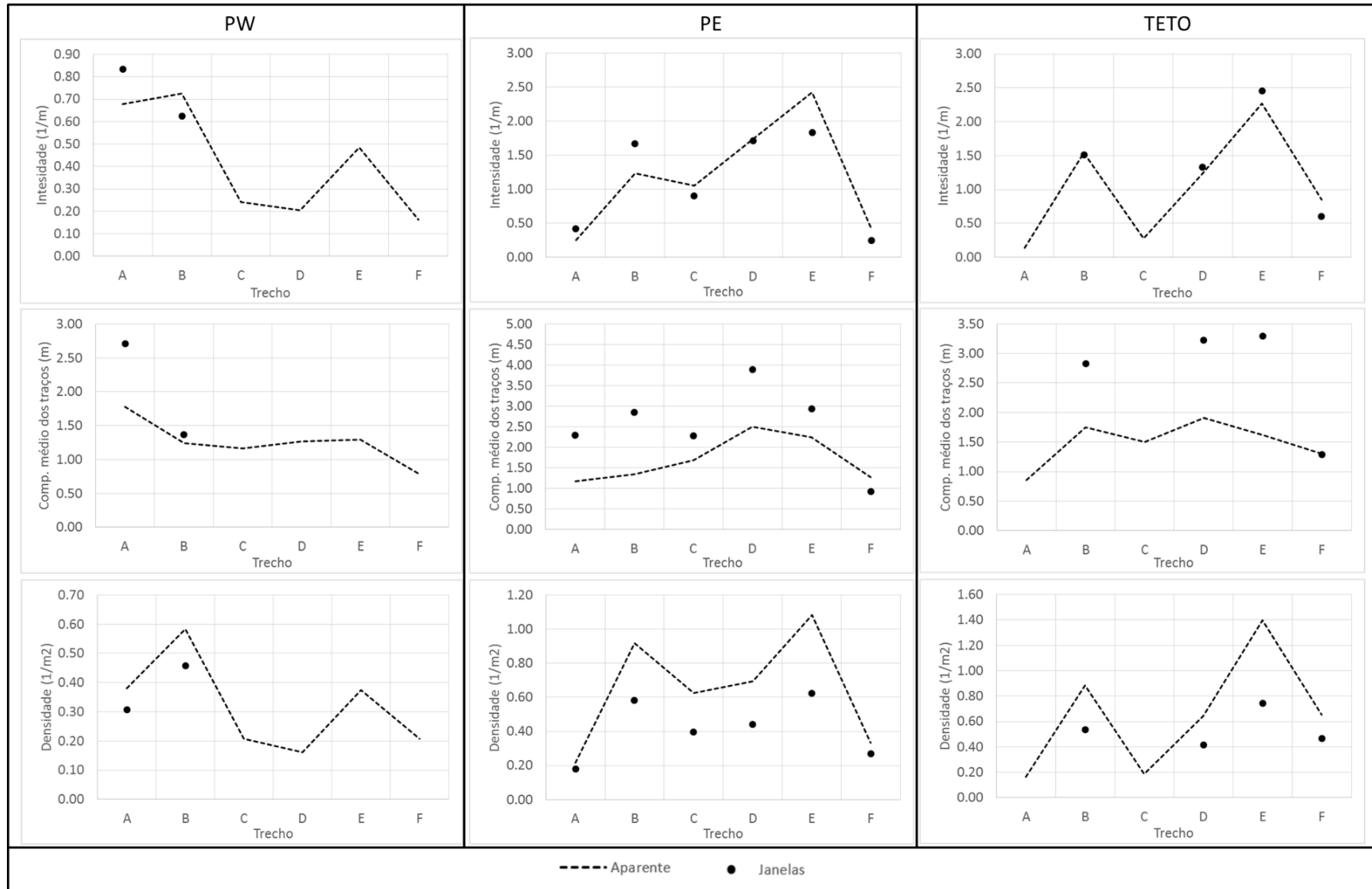


Figura 5.20: comparação entre parâmetros aparentes, com os resultados obtidos por janelas topográficas de amostragem para F2.

É interessante observar que esta minoração da densidade e majoração do comprimento dos traços leva a valores de intensidade semelhantes aos valores aparentes, pois um efeito compensa o outro (Figuras 5.19 e 5.20).

As limitações de visibilidade das fraturas, impostas pelo mapeamento via nuvem de pontos, pode causar falsas impressões e minorar os valores de comprimento das fraturas, bem como dificultar uma boa estimativa da densidade. Estes erros são inerentes e estão presentes tanto nos parâmetros aparentes, quanto nos obtidos por janelas de amostragem, mesmo com a correção de erros proposta por esta metodologia. Desta forma, é importante verificar as piores situações de fraturamento identificadas em cada trecho, obtidas por uma das três janelas de amostragem (PE, PW, ou teto). A Figura 5.21 mostra a distribuição dos valores máximos de cada parâmetro entre PE, PW e teto (ver Figura 5.18), ao longo dos trechos, tanto para janelas de amostragem, quanto para valores aparentes.

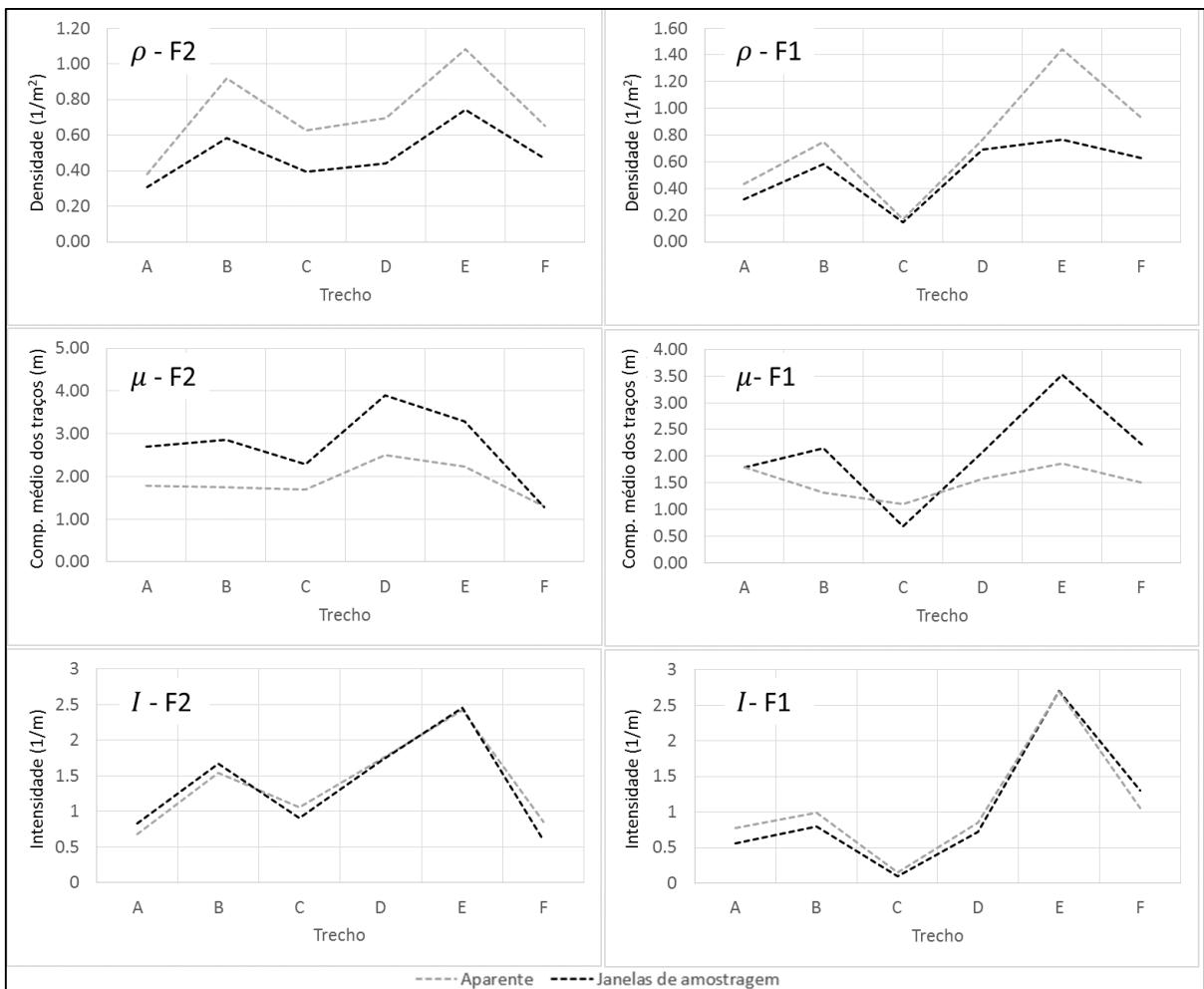


Figura 5.21: Parâmetros máximos aparentes e calculados por de janelas de amostragem, ao longo dos trechos do túnel.

Pelos gráficos da Figura 5.21, é possível observar que, de modo geral, as linhas indicam semelhança entre o comportamento das fraturas ao longo do túnel, porém com valores diferentes para parâmetros aparentes e amostrados por janelas. A semelhança entre as intensidades calculadas indica que, nos dois casos, as análises caracterizam a distribuição das fraturas nos trechos, porém, nas janelas de amostragem, ao contrário da análise aparente, o comprimento dos traços tem maior contribuição do que a densidade para esta resposta.

Estas diferenças de parâmetros calculados por análises aparentes, ou por janelas de amostragem, tem implicações diretas nos resultados de modelos de faturamento construídos por parâmetros estatísticos. Considerando estas diferenças, um modelo de uma mesma região apresentaria maior quantidade de fraturas com comprimentos menores, quando gerado pelo método aparente, ou menos fraturas com maior comprimento, quando gerado pelo método de janelas de amostragem. A Figura 5.22 mostra duas situações hipotéticas que representam estas diferenças.

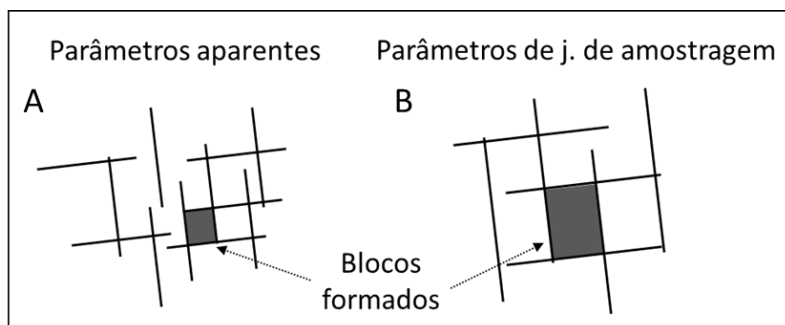


Figura 5.22: Diferença entre modelo estatísticos gerado por parâmetros aparentes (A) e obtidos por janelas de amostragem (B), pelo método de Mauldon (1998).

A implicação prática desta diferença é que, os modelos probabilísticos gerados por parâmetros calculados pelos métodos de janelas de amostragem (Mauldon, 1998 e Mauldon et al., 2001), tem probabilidade de formarem blocos maiores, devido aos maiores comprimentos das fraturas. Já os parâmetros aparentes tendem a gerar modelos com blocos menores, devido ao maior número de fraturas e menores comprimentos. Portanto, considerando também que o desenvolvimento teórico dos métodos de janelas de amostragem (seção 2.3.3) procura minimizar erros associados ao comprimento das discontinuidades, os dados obtidos por estes métodos são considerados mais representativos que os dados aparentes no presente estudo.

É interessante destacar que, este tipo de análise por janelas de amostragem, e sua comparação com valores aparentes, se torna viável devido à alta quantidade de dados obtidos no mapeamento via scanner a laser 3D (Figura 4.11). Dentro dos limites de tempo impostos pela VALE SA, dificuldade de acesso e iluminação no túnel, é possível assumir que, esta mesma análise, seria inviável com mapeamento convencional, utilizando bússola e trena.

Com a separação do túnel por trechos e a aplicação das janelas topográficas apresentadas nas seções anteriores, foram concluídas as etapas III e IV da dissertação (indicadas na Figura 1.1). Nestas etapas, as análises foram realizadas em um trecho fraturado de 41 m do túnel Monte Seco, a partir de imagens obtidas pelo primeiro escaneamento (Figura 3.7B), utilizando o scanner Riegl VZ-400.

É importante notar que a qualidade das imagens exerce grande influência no resultado das análises geométricas. Caso estas mesmas análises (etapas III e IV) fossem feitas como as imagens obtidas pelo segundo escaneamento (Figura 3.7C), no qual foi utilizado o scanner Faro Focus 3D, os resultados seriam diferentes, principalmente para o comprimento médio dos traços (ver Anexo III). Entretanto, é possível prever que, utilizando as mesmas metodologias descritas anteriormente, os trechos mais e menos fraturados identificados nas imagens obtidas nos dois escaneamentos seriam semelhantes.

No item seguinte, será mostrada uma análise mais detalhada, utilizando uma parte das imagens obtidas no segundo escaneamento, como foi indicado na Figura 3.7C.

5.5 Aplicação do método de frequências relativas para estimativa de μ .

Especificamente para estas análises, foram utilizadas as imagens obtidas pelo scanner Faro Focus 3D (detalhes no anexo III), para realização da etapa V da dissertação (Figura 1.1). Desta forma, foi possível identificar, medir e mapear as discontinuidades em imagens de qualidade superior, possibilitando a aplicação de métodos de análise mais detalhados.

O método das frequências relativas (Kulatilake e Wu, 1984; Wu et al., 2011) é utilizado para estimativa do comprimento médio dos traços (μ), como descrito pelas Equações 2.24 a 2.26. Em primeiro lugar, é importante verificar que o ângulo θ é descrito nestas equações como o mergulho aparente dos traços em um plano de

amostragem vertical. No entanto, quando o plano de amostragem (paredes e teto do túnel) possui orientações variadas, este ângulo passa a ser a obliquidade (ou rake) dos traços, que varia com a orientação da face da rocha.

Esta análise foi realizada em uma parte de 8 m (Figura 3.7C) de comprimento da nuvem de pontos obtida pelo scanner Faro Focus 3D. Esta região engloba o trecho E por completo (Figura 5.6), com 1,5 m a mais para norte a para sul. Pela Figura 5.23, é possível verificar a qualidade da nuvem de pontos, com facilidade de identificação dos traços de F1 e F2. Este trecho de 8 m foi denominado de trecho E', e será utilizado nas análises numéricas posteriores com esta nomenclatura.

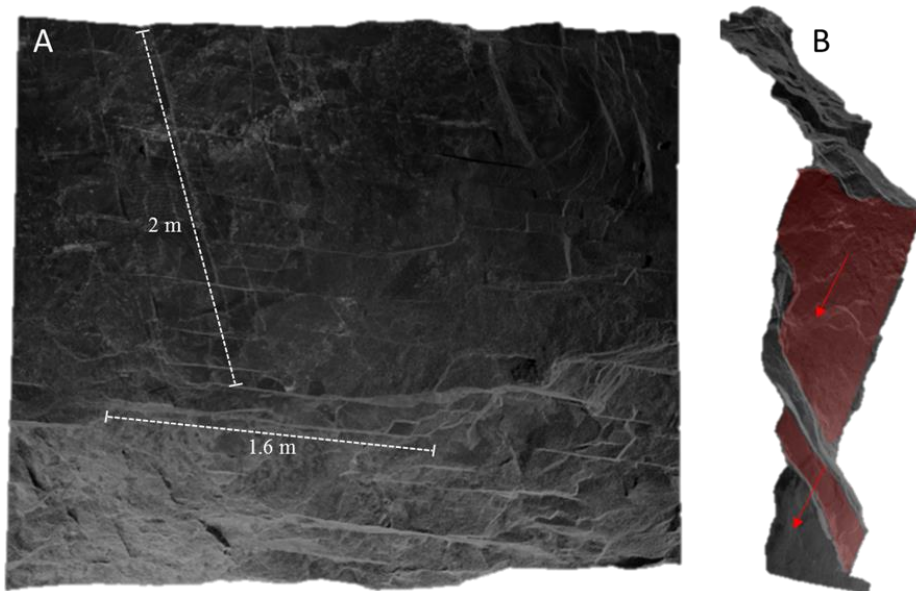


Figura 5.23: Trecho da nuvem de pontos obtida pelo scanner Faro Focus 3D. (A) indicação da a visibilidade dos traços. (B) Indicação do mergulho dos planos das discontinuidades.

Todos os traços das discontinuidades neste trecho foram mapeados e desenhados, gerando a Figura 5.24A. A Figura 5.24B mostra a posição do trecho E' na nuvem de pontos. Pela Figura 5.24A, é possível observar que na parede oeste (PW) a quantidade de discontinuidades identificadas foi bem inferior às outras partes (TETO e PE). Nas partes mais altas desta parede, bem como na parte oeste do teto, a face da rocha se torna aproximadamente paralela a F2, fazendo com que estas estruturas sejam pouco evidenciadas nestas porções. Entretanto, a ausência de F1 e F2 em boa parte de PW está associada a uma ruptura de um bloco de grandes dimensões ao longo de dois grandes planos F2, que tornam a parede lisa, impossibilitando a visualização de outras discontinuidades (Figura 5.25). Situações

como estas podem ocorrer em outros locais do túnel, em outras partes da seção. Como a amostragem de traços é prejudicada nestes locais, eles devem ser evitados para obtenção de parâmetros geométricos. Portanto, neste caso, a estimativa de μ pela Eq. 2.24 foi realizada somente na parede leste (PE) e no teto.

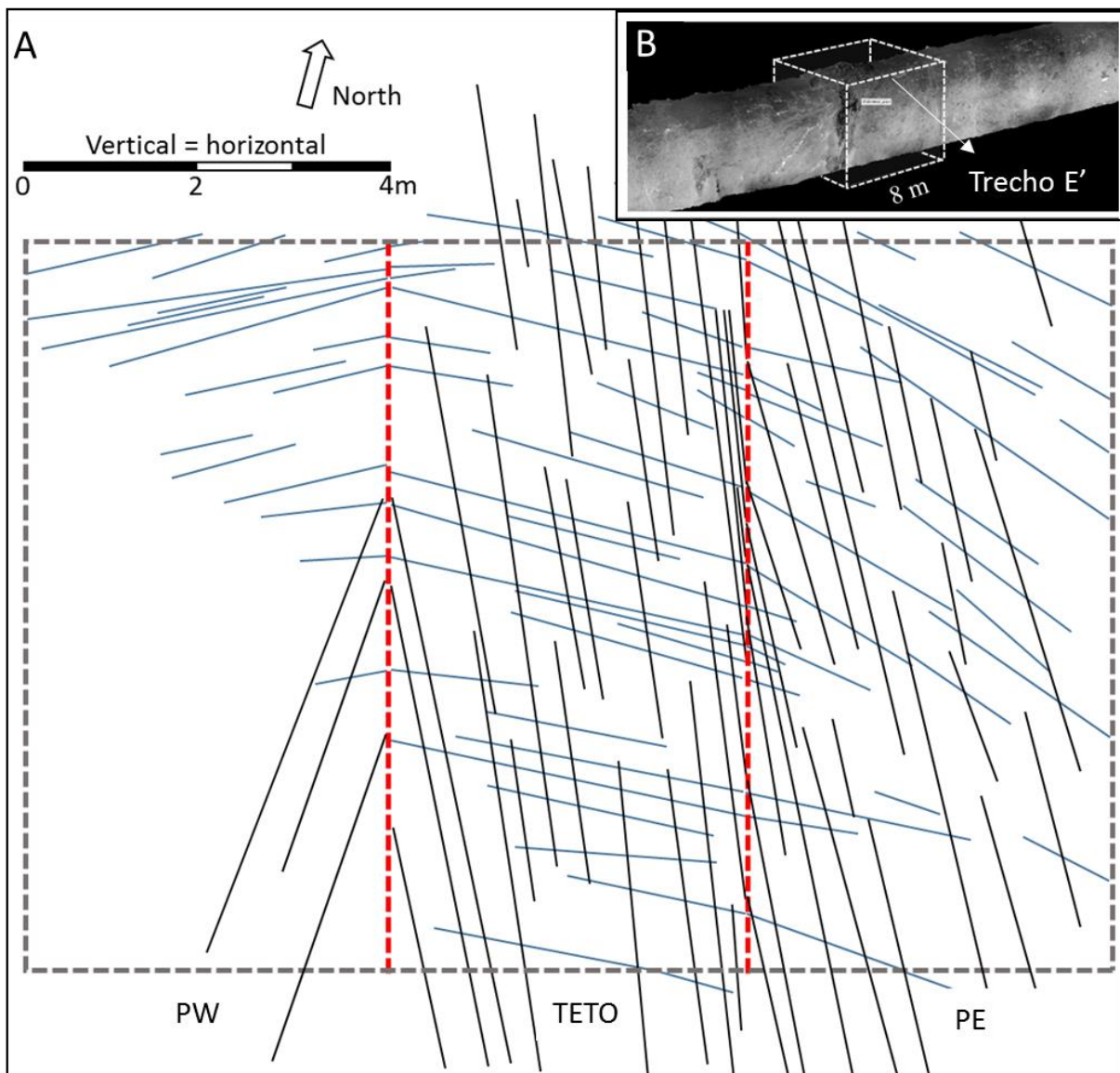


Figura 5.24.: (A) Mapa de traços distribuídos nas paredes e no teto do túnel. (B) Indicação na nuvem de pontos do local de 8 metros mapeados nesta análise

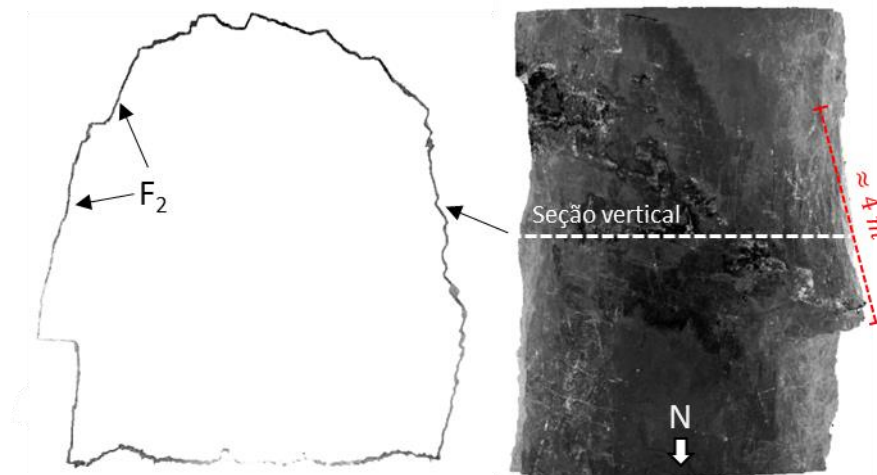


Figura 5.25: Indicação da ruptura pelos planos de F2.

Como descrito anteriormente, o mapeamento via scanner a laser 3D permite a identificação da posição de cada descontinuidade mapeada. Desta forma, é possível dividir a seção do túnel em áreas retangulares (consideradas como planas) verificando as frequências relativas de todas as descontinuidades, de cada uma destas áreas. A Figura 5.26A mostra dois tipos de subdivisão da seção do túnel em áreas planas adotados neste trabalho para aplicação do método de Wu et al. (2011). Uma delas (mais simplificada) gerando uma janela retangular completa para o teto (T_c) e uma para a parede leste (E_c), e outra gerando duas janelas retangulares para cada parte do túnel (E_1, E_2, T_1, T_2).

Para determinar as frequências relativas, e conseqüentemente os parâmetros A e B das Equações 2.24 e 2.25, os seguintes passos foram seguidos:

1. estimar as orientações da face da rocha pelos planos adotados na Figura 5.26A, e calcular as frequências relativas (pelas Equações 2.26a a 2.26c), das descontinuidades mapeadas em cada face da rocha;
2. calcular a orientação ($\text{trend}^\circ/\text{plunge}^\circ$) das linhas de intersecção (traços) entre os planos das descontinuidades e cada uma das subdivisões (faces da rocha) e obter a obliquidade, ou rake (θ_i), de cada uma das descontinuidades pela relação:

$$\theta_i = \sin^{-1} \frac{\text{Sen}(\text{plunge}^\circ_i)}{\text{Sen}(\text{Dip}^\circ) [\text{face da rocha}]}; \quad \text{para face não horizontal} \quad (5.2a)$$

$$\theta_i = \text{trend}^\circ_i - \text{strike}^\circ [\text{face da rocha}]; \quad \text{para face horizontal} \quad (5.2b)$$

3. com todos os valores de θ_i e $Rf(\theta_i)$, calcular os parâmetros A e B .

Embora aparente trabalhoso, este procedimento se torna prático quando os dados de saída dos mapeamentos da nuvem de pontos já estão previamente separados de acordo com suas respectivas posições na seção do túnel. Desta forma, este procedimento pode ser automatizado, se tornando tão simples quando os anteriores aplicados (Mauldon, 1998).

Conhecendo as frequências relativas e obliquidades, a Eq. 2.24 foi utilizada para estimativa do comprimento médio dos traços utilizando a Figura 5.24A para contagem de pontos finais (m e n). Também foram elaboradas janelas circulares (Mauldon, 1998; e Zhang e Einstein, 1998) indicadas pela Figura 5.26B, para comparação dos resultados de comprimento médio dos traços obtidos por diferentes métodos. A Figura 5.27A mostra os resultados destas análises, indicando os valores dos comprimentos médios dos traços (μ) obtidos pelo por janelas retangulares pelo método das frequências relativas (Wu et al., 2011). A Figura 5.27B mostra os resultados para janelas circulares (Mauldon, 1998; e Zhang e Einstein, 1998), sendo que CE_{12} e CT_{12} são médias das duas amostragens realizadas em na parede leste e no teto, respectivamente.

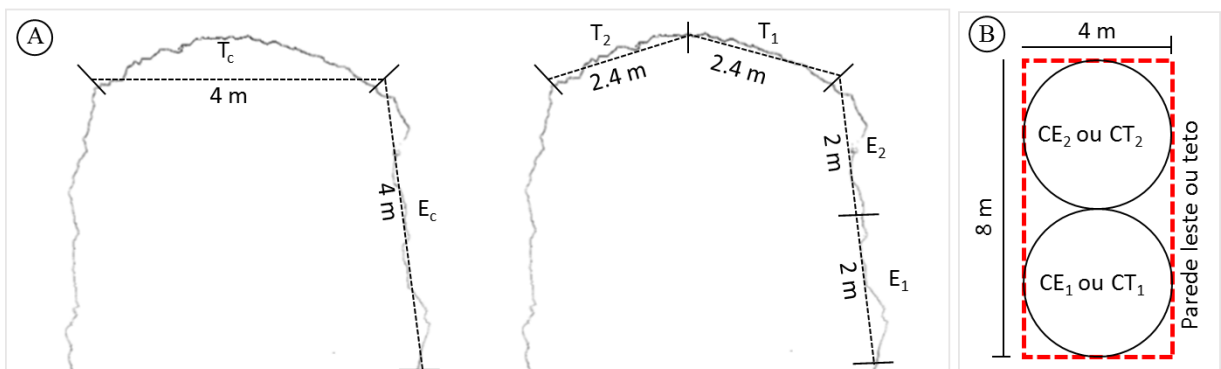


Figura 5.26: (A) Subdivisão da seção do túnel indicando a orientação e comprimentos das janelas retangulares. (B) Janelas circulares ajustadas em PE e TETO.

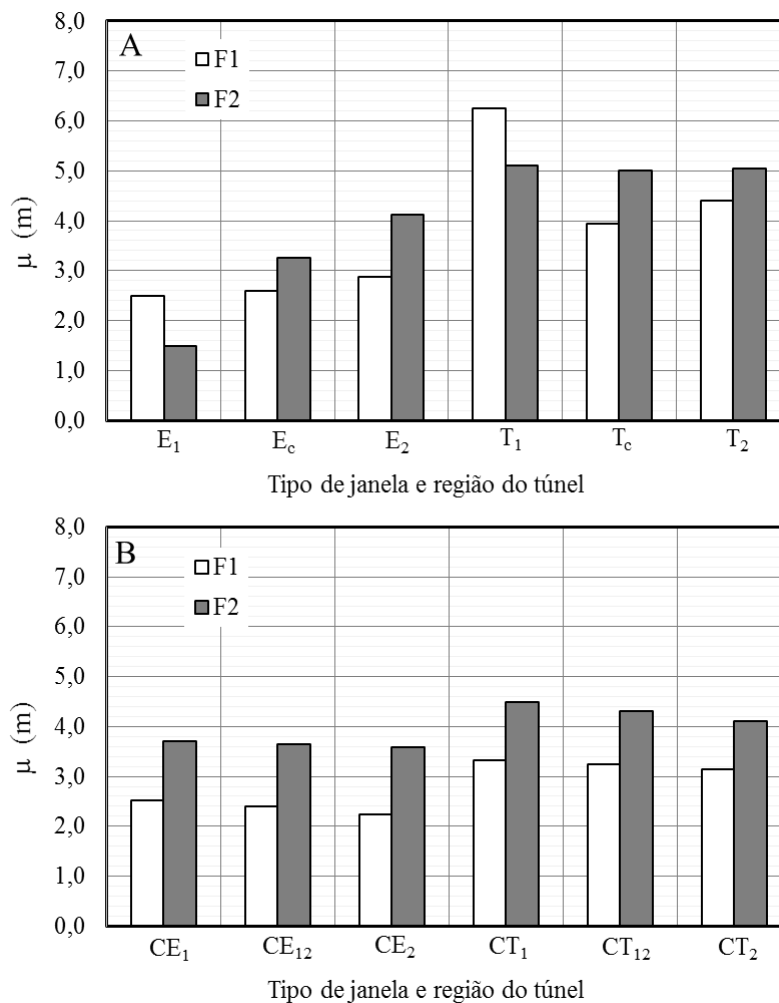


Figura 5.27: (A) Resultado das análises em janelas retangulares pelo método de Wu et al. (2011). (B) Resultado das análises por janelas circulares pelos métodos de Mauldon (1998) e Zhang e Einstein (1998).

O resultado desta análise mostra que, tanto para janelas retangulares (Figura 5.27A), quanto para janelas circulares (Figura 5.27B), as descontinuidades mapeadas no teto apresentam maiores comprimentos. No entanto, este resultado foi mais discrepante para janelas retangulares. O método de janelas circulares é extremamente prático por não depender da orientação para estimativas de μ , porém, como sugerido por Wu et al. (2011), este tipo de amostragem não considera as variações na obliquidade dos traços, nem nas frequências relativas, portanto, não deve ser aplicado quando janelas de diferentes orientações são utilizadas. A mudança de orientação das janelas E_c para T_c encurta os valores de $(wB + hA)$, tanto para F1, quanto para F2, aumentando os valores de μ . As janelas circulares não são sensíveis a estas pequenas variações.

É importante destacar que os resultados apresentados anteriormente (janelas retangulares dos trechos de A a F) foram obtidos pelo método de Mauldon (1998) para janelas retangulares (com exceção da janela PW do trecho D). Como descrito na seção 2.3.3, o método de Mauldon (1998) para janelas retangulares é uma solução prática do método primeiramente proposto por Kulatilake e Wu (1984) e posteriormente aperfeiçoado por Wu et al. (2011), no qual o comprimento da janela na direção perpendicular das descontinuidades ($W(\theta)$) é estimado visualmente. Em outras palavras, como os traços são considerados paralelos, os valores dos parâmetros A e B são determinísticos. Entretanto, não existem situações geológicas reais com traços totalmente paralelos, e quando a distribuição dos traços nas janelas de amostragem é muito esparsa, o método de Mauldon (1998) se torna passivo de erros, forçando a utilização de janelas circulares.

Para janela T_1 , o comprimento médio dos traços de F1 apresentou-se discrepante (Figura 5.27A). Isto ocorreu, pois muitos traços aparecem com dois pontos finais nas bordas da janela quando a área é diminuída, indicando que amostragens nestas áreas provavelmente não representam bem o comprimento destas fraturas. Considerando somente as amostragens obtidas no teto, a Figura 5.28 mostra a variação do comprimento médio dos traços com o método de amostragem utilizado, sendo T_{ap} , a janela do teto, de mesma área de T_c , utilizada para amostragem do comprimento médio aparente (μ_a), calculado pela média da soma dos comprimentos dos traços na janela T_{ap} .

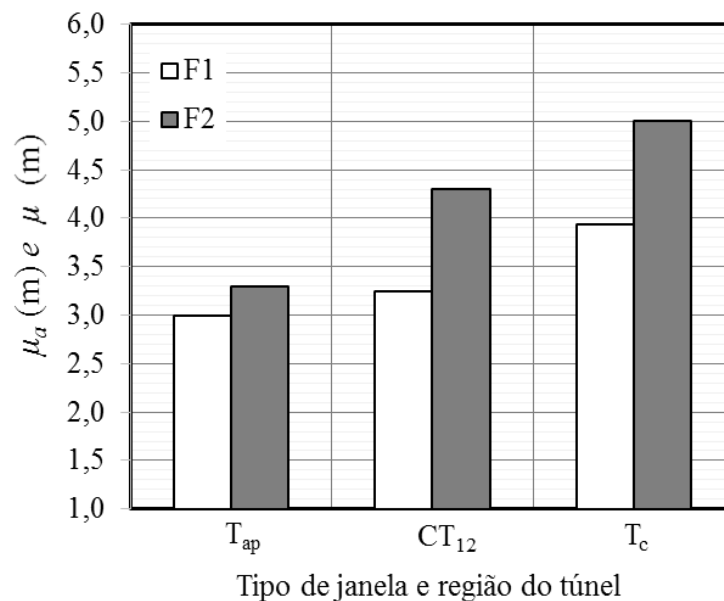


Figura 5.28: Variação do valor de comprimento médio dos traços com o método de amostragem.

5.6 Estimativa do desvio-padrão corrigido.

O projeto TUNELCON, no qual o presente estudo está inserido, conta com análises de confiabilidade para verificar diferentes cenários de instabilidade no túnel, considerando tanto parâmetros mecânicos, quanto geométricos. Apesar de não estarem no escopo deste trabalho, tais análises demandam de conhecimento das funções de distribuição de densidade de probabilidade dos parâmetros geométricos.

Para orientação e espaçamento, estas curvas são obtidas por verificações e ajustes diretamente nos dados medidos no túnel. Para o comprimento das discontinuidades, como a média é corrigida pelas técnicas descritas anteriormente, a curva de densidade de probabilidade também deve ser corrigida, a partir de uma curva gerada pelos comprimentos aparentes. Zhang e Einstein (2000) propuseram um método de estimativa do desvio-padrão do comprimento médio dos traços calculados por janelas de amostragem a partir da covariância dos dados aparentes. Neste trabalho, os autores identificaram que o desvio-padrão aparente (σ_a) e a média aparente (μ_a) dos comprimentos aumentam com a área da janela de amostragem, enquanto que a covariância aparente (COV_a) se mantem constante, sendo que:

$$COV_a = \sigma_a / \mu_a \quad (5.3)$$

A constância da covariância aparente com a variação da área indica que este parâmetro não é afetado pelos erros descritos anteriormente (*censoring e f-bias*) como a média e o desvio-padrão. Desta forma, como sugerem Zhang e Einstein (2000), o desvio-padrão corrigido pode ser estimado pela média corrigida e a covariância aparente da seguinte forma:

$$\sigma = \mu COV_a \quad (5.4)$$

Em Zhang e Einstein (2000) esta relação foi verificada variando as áreas de amostragem para janelas circulares, aumentando o diâmetro das janelas. Aqui o mesmo será feito para janelas retangulares, utilizando os traços mapeados na Figura 6.24A. Para tanto, as áreas da parede leste e teto foram subdivididas como mostra a Figura 5.29, gerando no total 8 janelas de 8 m²; 4 janelas de 16 m² e duas janelas de

32 m² para cada família de descontinuidade. Os comprimentos de todos os traços (apenas as porções contidas em cada uma das janelas) foram medidos e as medias (μ_a) e desvios-padrão (σ_a) aparentes foram calculados. Em seguida, para cada área, e cada família de fratura, foi calculada a média de todas as amostragens ($\bar{\mu}_a$ e $\bar{\sigma}_a$), e com estes valores, foi calculada a covariância aparente, pela Eq. 5.3. A Figura 5.30 mostra o resultado desta análise.

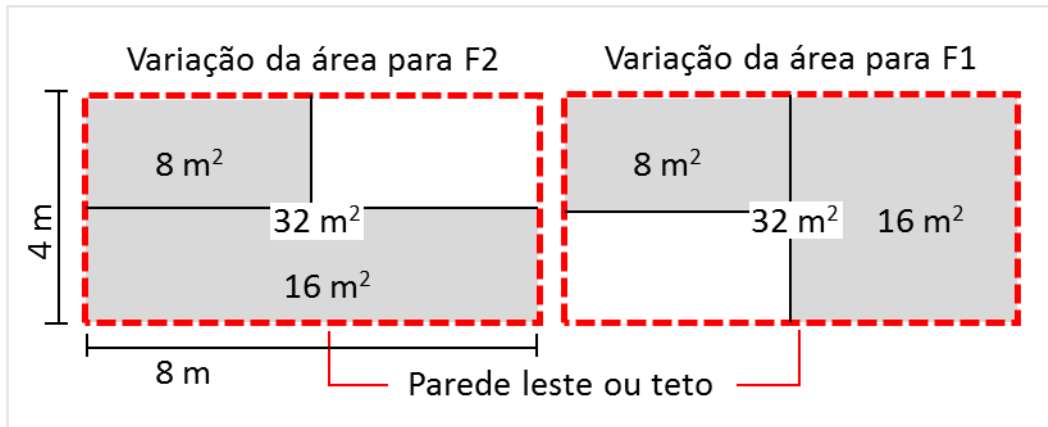


Figura 5.29: Variação das áreas para estimativa da covariância aparente para F1 e F2.

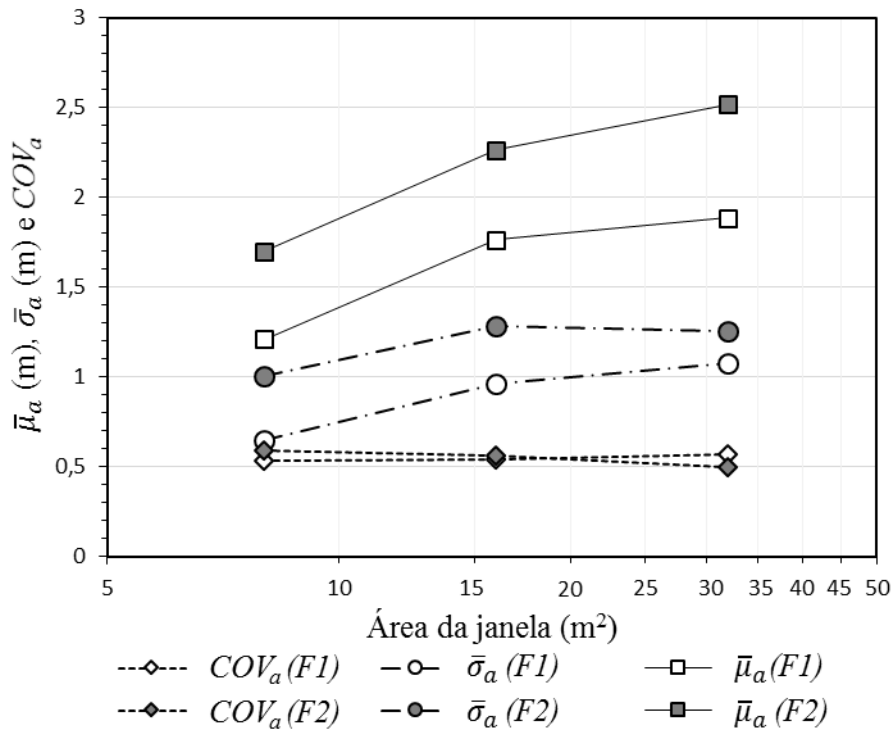


Figura 5.30: Análise da covariância aparente.

Como mostra a Figura 5.30, o valor de COV_a se mantém praticamente constante ($\approx 0,5$ tanto para F1 quanto para F2) nesta análise, o que indica que a relação proposta por Zhang e Einstein (2000), utilizado janelas de amostragem circulares também é reproduzida com janelas retangulares, e portanto, a Eq. 6.3 também pode ser aplicada para estimativa do desvio-padrão corrigido (σ). Desta forma, para os comprimentos médios dos traços calculados pelo método de Kulatilake e Wu (1984) e Wu et al. (2011), apresentados na Figura 5.27A, o desvios-padrão podem ser diretamente obtidos (neste caso, aproximadamente metade dos valores de μ).

A Figura 5.29 mostra que as janelas utilizadas para o a obtenção da COV_a não são exatamente as mesmas janelas utilizadas nas Figura 5.26. O objetivo desta análise e verificar a variação da covariância dos comprimentos dos traços aparentes, com a variação da área para obtenção do desvio padrão corrigido. Já o objetivo das análises apresentadas na Figura 5.27 era mostrar a variação do comprimento médio dos traços com a variação da orientação da face da rocha no túnel. Desta forma, o desvio padrão corrigido, obtido por esta análise é considerado como representativo para este trecho do túnel, independente da área na qual será amostrado o comprimento médio dos traços.

Obtendo as médias e os desvios-padrão (corrigidos), é possível definir a curva de distribuição de densidade de probabilidade corrigida, do comprimento médio dos traços, desde que se conheça o tipo de distribuição (log-normal, exponencial negativa, etc.). Este tipo pode ser inferido por testes de aderência nos dados aparentes medidos nas imagens.

5.7 Frequência e espaçamento por linhas de varredura (*scanlines*).

A frequência e o espaçamento são os parâmetros que caracterizam a repetição dos planos de uma determinada descontinuidade em uma amostragem 1D, por meio de uma linha de varredura posicionada na face da rocha. Embora a densidade (2D), dada em $1/m^2$, seja um parâmetro mais adequado para representar a repetição das descontinuidades no maciço rochoso, a frequência e o espaçamento têm aplicação mais abrangente, e já são incorporados em softwares numéricos (UDEC e 3DEC) e classificações geomecânicas.

Normalmente, em mapeamentos e investigações geológicas, estas linhas de varredura são posicionadas na base do afloramento rochoso, devido aos limites de

alcance. Em nuvem de pontos, estas podem ser posicionadas em qualquer local do túnel, e a simplicidade da aplicação em imagens 3D possibilita a utilização de múltiplas linhas para verificação da variação dos parâmetros. Para aplicação desta metodologia, duas correções devem ser implementadas quando uma linha de orientação aleatória é posicionada na nuvem de pontos: a variação da orientação dos traços em relação a posição da linha, corrigida pela Eq. 2.9 (Priest, 1993); e a variação da orientação dos planos em relação à orientação da face da rocha, corrigida pelo fator de correção (F_c) indicado na Figura 2.9 (Terzaghi, 1965).

Neste trabalho, linhas de varredura foram aplicadas na mesma região indicada pela Figura 5.24B (trecho E'), utilizando o mapa de traços da Figura 5.24A. Os planos de F1 são aproximadamente perpendiculares ao eixo do túnel, portanto a orientação das linhas de varredura pode ser paralela ao eixo do túnel (Figura 5.31A). Por outro lado, para F2, a melhor direção de amostragem (maior numero de traços amostrados) é limitada ao diâmetro do túnel, e a mudanças de orientação da face da rocha. Desta forma, para aproveitar o espaço disponível para amostragem de F2, a contagem de traços interceptados foi feita por duas linhas de varredura: uma delas para a parede leste (com comprimento L_{PE}) e outra para o teto (com comprimento L_T), como indica a Figura 5.31B). Assim, pela Eq. 2.9, e considerando a correção de Terzaghi (1965) na Figura 2.9, a frequência para F2 é estimada para cada par de linhas de varredura como:

$$\lambda = \frac{N_{PE} + N_T}{L_{PE} \sin \alpha_{PE} \cos \theta_{PE} + L_T \sin \alpha_T \cos \theta_T} \quad (5.5)$$

Onde N_{PE} e N_T são os números de traços interceptados nas linhas de varredura L_{PE} e L_T , respectivamente; α_{PE} e α_T são os ângulos agudos entre o vetor normal das discontinuidades e o vetor normal das faces da rocha para a parede leste e para o teto, respectivamente (ambos aproximados para superfícies planas); e θ_{PE} e θ_T são os ângulos descritos na Eq. 2.9, que variam de acordo com a obliquidade dos traços em faces da rocha com diferentes orientações. Para evitar redundância de dados, a parede oeste não fez parte linhas de varredura para F2 (Figura 5.31B), também levando em consideração a falta de dados neste local.

Para fraturas F1, a frequência também é corrigida pelos ângulos α e θ , entretanto, neste caso, como as linhas de varredura não precisam ser divididas para a amostragem, a Eq. 5.5 se reduz a:

$$\lambda = \frac{N}{L \sin \alpha \cos \theta} \tag{5.6}$$

Onde N é o número total de descontinuidades interceptadas por uma linha de varredura de comprimento L . As Tabelas 5.4 e 5.5 mostram os resultados das amostragens por linhas de varreduras (de **a-f** para F1 e de **1-6** para F2) indicadas na Figura 5.31A.

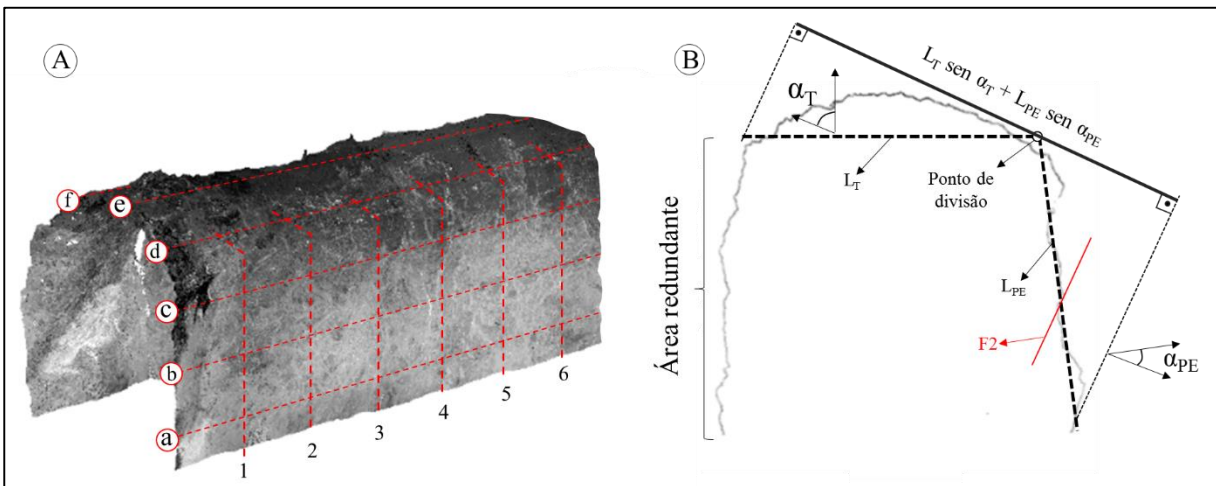


Figura 5.31: Aplicação de linhas de varreduras em um trecho da nuvem de pontos do túnel Monte Seco. (A) nuvem de pontos com as linhas aplicadas posicionadas em vermelho. (B) Correção da frequência para F2 a partir de duas linhas de varredura de orientações diferentes.

Tabela 5.4: Amostragem de frequência e espaçamento para fraturas F1.

Scanline	N	$L(m)$	$Sen \alpha^\circ$	$Cos \theta^\circ$	$\lambda (1/m)$	$\bar{\lambda} (1/m)$	$S (m)$	$\bar{S} (m)$
a	10				1.44		0.69	
b	11	8	0.99	0.87	1.44	1.49	0.69	0.67
c					1.59			
d	19				2.44		0.41	
e	17	8	0.98	0.99	2.19	2.10	0.46	0.48
f					1.67			

Tabela 5.5: Amostragem de frequência e espaçamento para fraturas F2.

Scanline	N_{PE}	N_T	$L_{PE=L_T}$ (m)	Sen α_{PE}°	Sen α_T°	Cos θ_{PE}°	Cos θ_T°	λ (1/m)	S (m)
1	4	11						2.63	0.38
2	9	9						3.15	0.32
3	8	10	4	0.56	0.91	0.96	0.98	3.15	0.32
4	7	11						3.15	0.32
5	8	11						3.33	0.30
6	7	11						3.15	0.32
$\bar{\lambda}$ (1/m) e \bar{S} (m)								3.09	0.32

Pela Tabela 5.4, é possível verificar que as linhas de varredura (para F1) do teto apresentaram maiores valores de frequência. Para F2, esta mesma análise não foi feita, pois as frequências foram calculadas perpendicularmente ao eixo do túnel, em duas linhas de varredura.

As análises apresentadas nestas seções 5.5, 5.6, 5.7 concluem a etapa V da dissertação (Figura 1.1) e foram realizadas por um mapeamento de uma nuvem de pontos de qualidade superior ao mapeamento apresentado nas seções anteriores (etapas II e IV na Figura 1.1). Além disso, foi utilizado um método mais rigoroso (frequências relativas) que não tem a limitação de considerar os traços paralelos (como em Mauldon, 1998). Desta forma, os resultados obtidos por estas análises são considerados como mais representativos para o trecho E'.

É importante lembrar que o trecho E' está compreendido na porção mais fraturada identificada no primeiro escaneamento, e na Figura 5.6 compreende-se entre 29 e 37 m dos 41 m apresentados. Como esta região de 41 metros foi identificada com a porção mais fraturada da Linha 1 do túnel Monte Seco, pode-se afirmar que o trecho E' representa a região com maior intensidade de fraturamento da desta Linha.

5.8 Análise da foliação

Como citado anteriormente, do ponto de vista geométrico, a análise da foliação foi mais simples. As características geológicas deste tipo de descontinuidade permitem a consideração de planos persistentes, contínuos ao longo de todo o maciço. Entretanto, outro aspecto importante é ondulação e variação de atitudes, mais significativas em foliações do que em fraturas. Para verificar estas variações, em cada trecho, pode se tomar atitudes medianas diferentes para a foliação, conforme a orientações dos seus planos variem ao longo do túnel.

Como foi verificado no Capítulo 3, a origem dos planos de foliação está associada à orientação mineralógica preferencial e à separação da rocha em bandas com concentrações de micas. Desta forma, não é possível se determinar um valor de espaçamento por análises de imagem, pois não é possível assumir que não há foliação nos locais nos quais os planos não são visíveis.

Com isso, neste trabalho, não serão elaboradas janelas de amostragem para quantificar densidade e comprimento médio dos traços para os planos de foliação, porém serão analisadas as orientações com atitudes preferenciais. A Figura 5.32 mostra a projeção estereográfica com o contorno de polos dos principais planos de foliação identificados em cada trecho da nuvem de pontos. Para cada diagrama de contorno, está representado o plano mediano com seu respectivo valor em Dip°/Dip Direction°.

Pela Figura 5.32, é possível observar que a variação das atitudes da foliação é muito pequena ao longo destes trechos. É importante lembrar que estes trechos representam apenas 41 metros do túnel (que tem extensão total de 990 metros, aproximadamente), portanto, estruturas maiores (como dobramentos, grandes falhas e etc.), que poderiam mudar significativamente a orientação da foliação, não aparecem nesta escala.

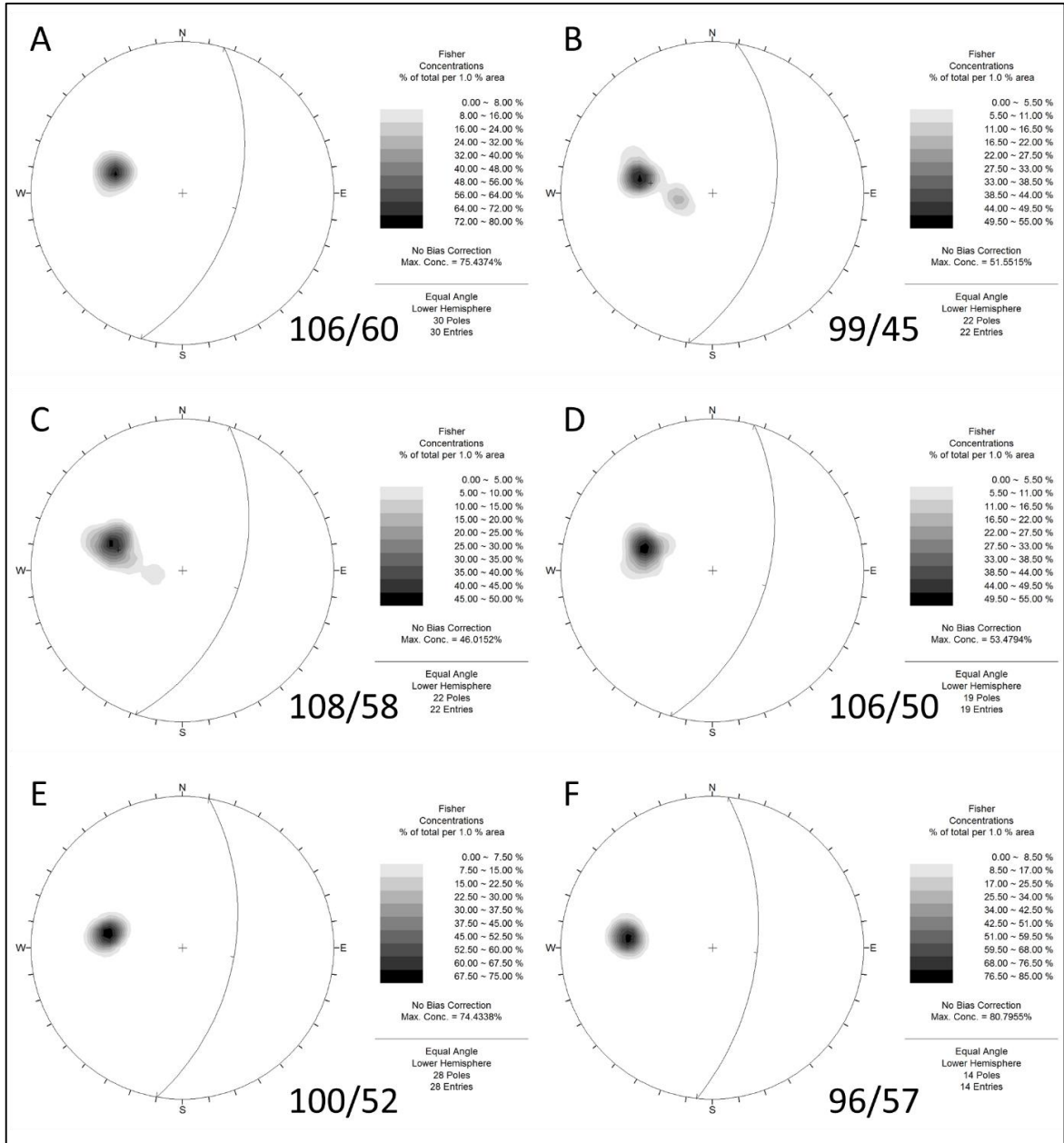


Figura 5.32: Análise dos planos de foliação em casa trecho da nuvem de pontos.

6 GERAÇÃO DO MODELO PELO MEDt.

O método dos elementos distintos é baseado em modelos de blocos de tamanhos finitos, definidos pelas estruturas geológicas, cortes de contorno e intervenções de obras. Na geração da geometria do modelo, as descontinuidades são inseridas no software 3DEC de modo que, sempre, as terminações dos planos sejam conectadas a outros planos, não permitindo que existam fraturas interrompidas na matriz (no interior) de blocos. Desta forma, o método pode separar as interações entre contatos (descontinuidades) e entre elementos internos dos blocos, utilizando critérios computacionais distintos e atribuindo diferentes propriedades mecânicas em cada situação.

Neste trabalho, a geração da geometria do modelo numérico para MEDt contou com as seguintes etapas:

1. Determinação dos limites laterais dos problemas.
2. Inserção da topografia e contato solo/rocha.
3. Divisão dos trechos determinados anteriormente (A, B, C, D, E, e F) e inserção do túnel.
4. Configuração e adaptação dos parâmetros calculados (orientação, espaçamento e persistência).
5. Inserção das descontinuidades.

6.1 Determinação dos limites laterais.

Neste trabalho, considera-se os efeitos do topo rochoso e da topografia na anisotropia do maciço, portanto, os limites laterais devem ser grandes o suficiente para contemplar os efeitos destas estruturas. Além disto, espera-se a escavação do túnel no modelo não interfira, significativamente, no estado de tensões dos limites laterais. O tamanho do modelo afeta diretamente o tempo de cálculo e é limitado pela capacidade computacional disponível.

Para demonstrar a posição do topo rochoso e da topografia, o comprimento lateral do modelo foi estabelecido em 60 m, com o túnel no centro (diâmetro de 5 m). Para inserção das descontinuidades este modelo é reduzido pela metade (30 m), também com o túnel no centro.

O tamanho do modelo depende de outros fatores como: (a) condições de contorno que travam movimentos de blocos em algumas direções, e podem prejudicar as movimentações de blocos dentro do túnel; (b) utilização de blocos rígidos ou deformáveis, que mudam completamente o custo computacional. Estes e outros fatores são testados e definidos durante a elaboração das análises.

6.2 Inserção da topografia e contato solo/rocha.

As análises de estabilidade serão realizadas utilizando o trecho E' caracterizado nas seções anteriores. Entretanto, será mostrado o procedimento de divisão do modelo utilizando os trechos A, B, C, D, E e F separados na etapa III desta dissertação (Figura 1.1). A topografia e o topo rochoso serão gerados com base em apenas duas seções (uma no início e outra no final do trecho de 41 m escaneado). A Figura 6.1 mostra o detalhe do trecho escaneado (retirado da Figura 3.9), com as cotas do topo rochoso interpretadas pela resistividade elétrica em duas seções, A-A' e B-B' (Figura 6.1).

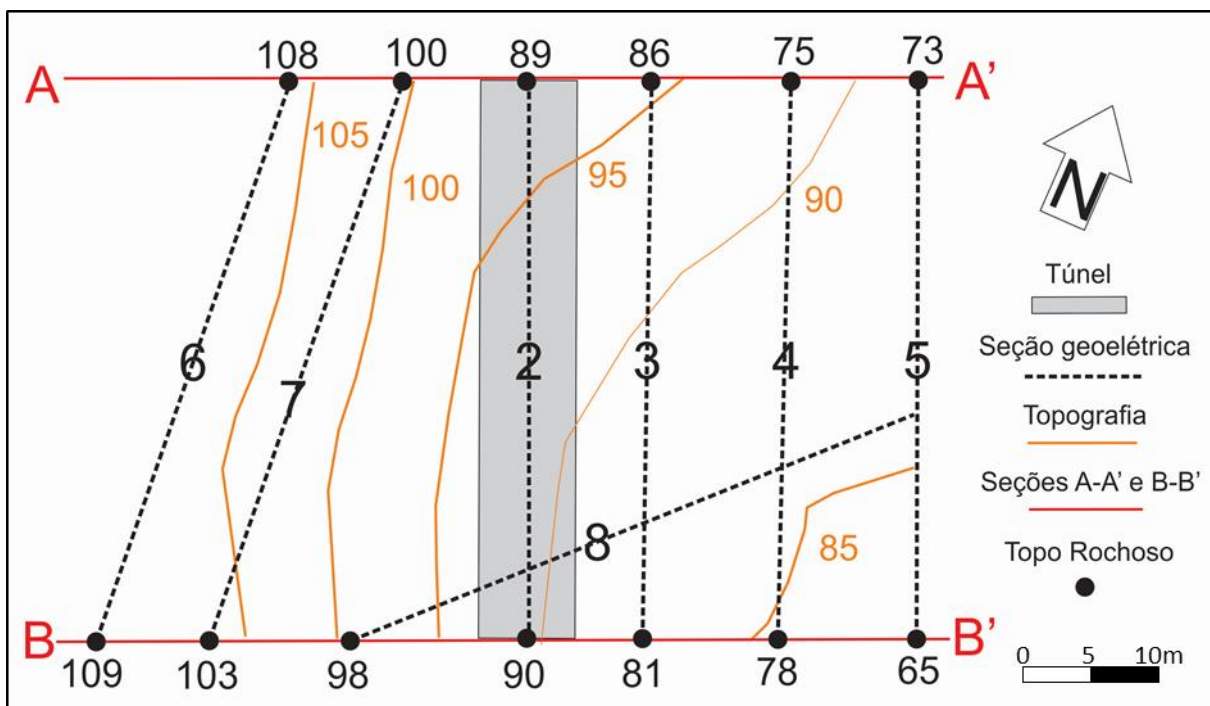


Figura 6.1: Mapa com destacando a região escaneada do túnel Monte Seco, contendo as informações de topo rochoso interpretadas das seções geoeletricas.

Para inserção destas superfícies no 3DEC, é preciso simplifica-las, pois estruturas muito irregulares causam erros numéricos, e problemas de geração de malha indesejáveis nas análises. A Figura 6.2 mostra como esta simplificação é feita para as seções A-A' e B-B'. Nos locais nos quais as seções geoeletricas indicam o topo rochoso na mesma cota da topografia foi considerado que existe uma camada de solo de um metro para evitar erros numéricos e para facilitar a construção do modelo.

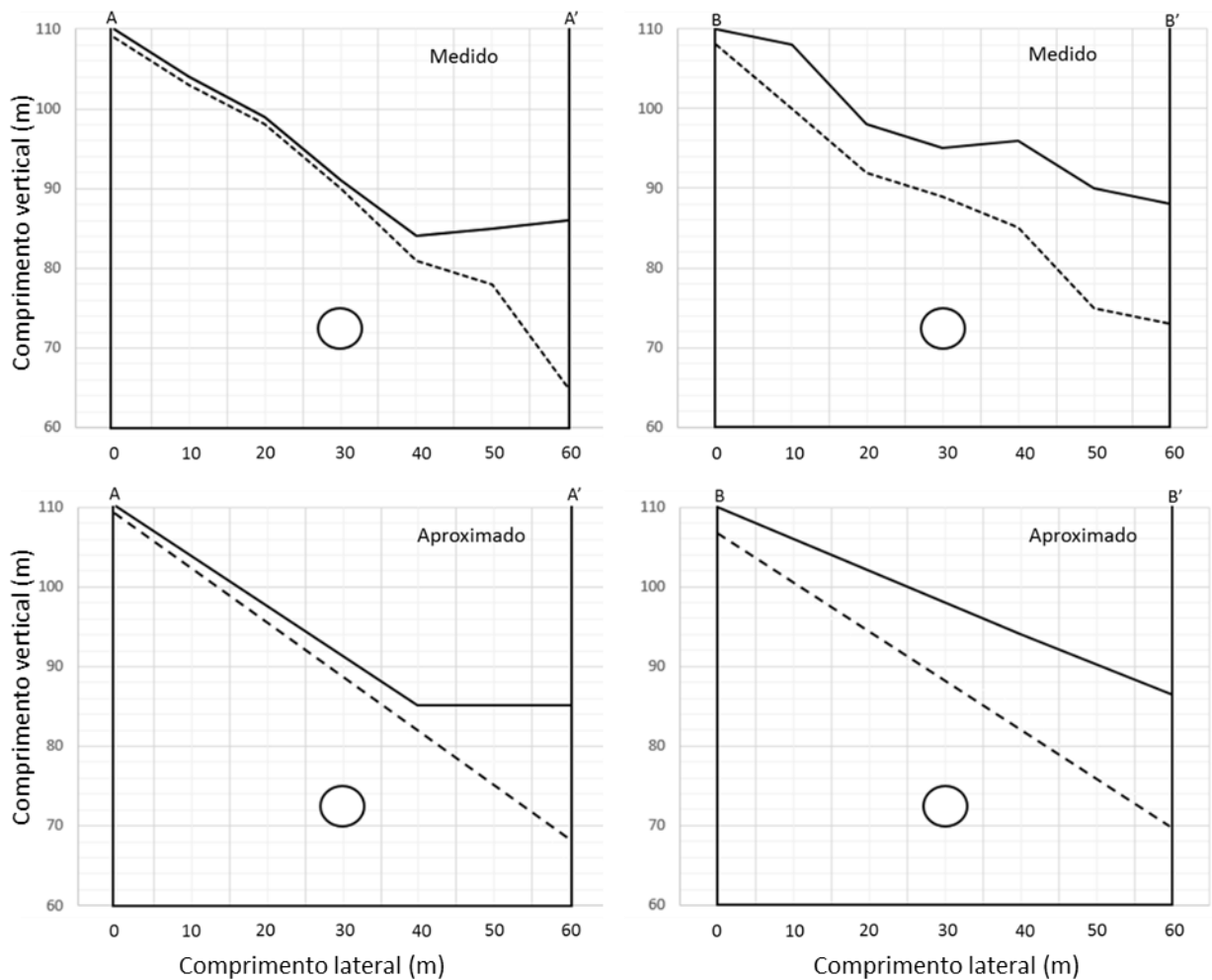


Figura 6.2: Seções elaboradas pela topografia (linha sólida) e topo rochoso (linha pontilhada). Os gráficos medidos são os pontos interpretados das medidas de resistividade elétrica; As seções aproximadas são as seções simplificadas para inserção no 3DEC.

A inserção da topografia é feita diretamente na criação do modelo. O software 3DEC possui uma ferramenta de criação de modelos com superfícies irregulares pela união de seções paralelas com a mesma quantidade de pontos (coordenadas x,y,z). Com isso, as seções A-A' e B-B' (aproximadas) foram utilizadas neste procedimento,

gerando o modelo da Figura 6.3A. A criação do topo rochoso é um pouco mais trabalhosa, pois esta superfície demanda propriedades de contato, as quais devem ser reconhecidas pelo programa. Estas propriedades de contato são atribuídas quando a superfície é criada como uma descontinuidade. Para contornar este problema, como mostram as seções aproximadas da Figura 6.2, as linhas de topo rochoso interpretadas pela eletrorresistividade foram simplificadas para duas retas, e assim, da mesma forma como foi feito para a topografia, foi gerado um modelo com o limite superior sendo o topo rochoso (Figura 6.3B). Esta superfície é formada por dois planos conectados por uma aresta, cada um deles com três vértices nos limites do modelo (Figura 6.3B). A partir destes três vértices, são inseridas duas fraturas no modelo gerado pela topografia (Figura 6.3A). Por último os blocos acima do topo rochoso são unidos, gerando a mesma superfície da Figura 6.3B, porém com propriedades de contato (Figura 6.3C).

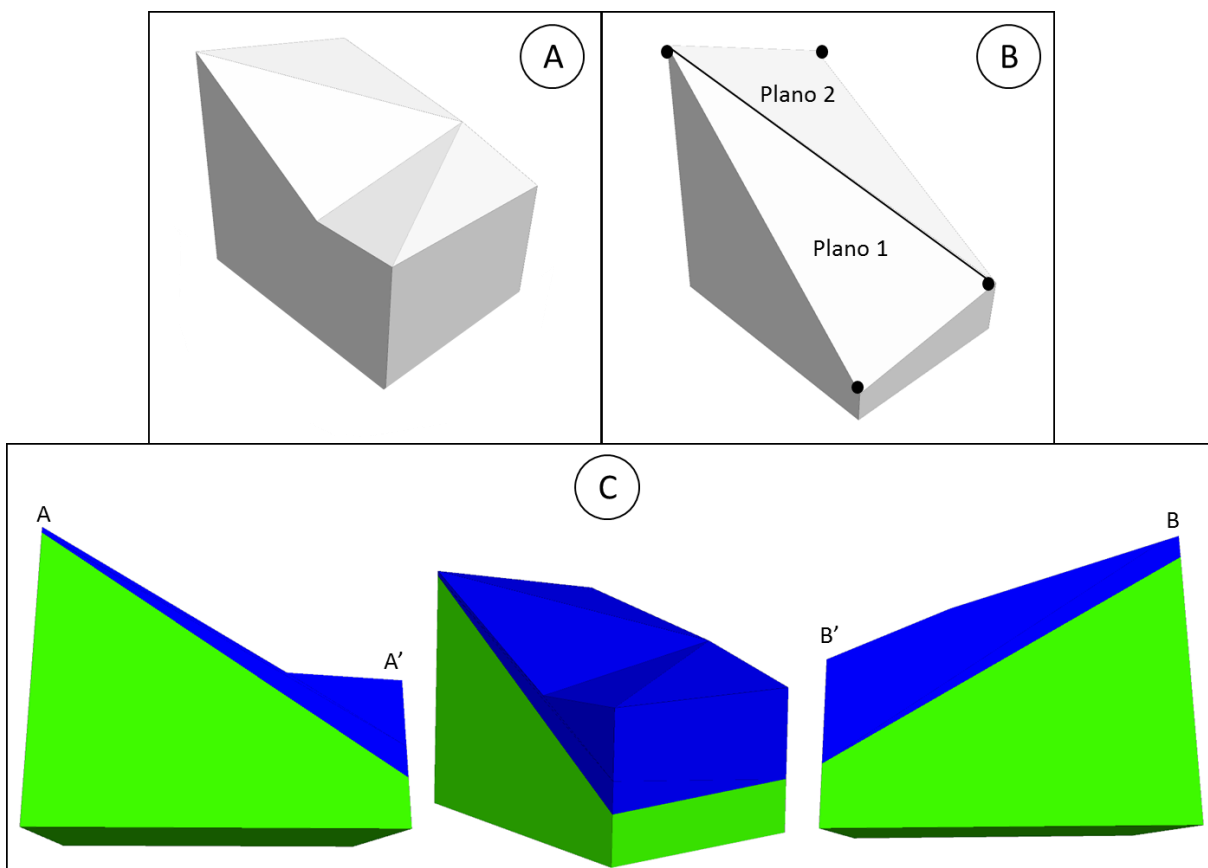


Figura 6.3: (A) modelo com a topografia; (B) Identificação dos planos do topo rochoso; (C) Modelo completo após o corte do topo rochoso e junção dos blocos a cima deste.

6.3 Divisão dos trechos (A, B, C, D, E, e F) e inserção do túnel

Nesta etapa, o modelo é dividido em trechos de acordo com a setorização realizada pela análise de descontinuidades da etapa III (Figura 1.1). Este procedimento é muito simples e consiste basicamente em fatiar o modelo por planos verticais, denominando cada um dos trechos como duas regiões (uma para o solo e outra para a rocha), resultando portanto em doze regiões (de 2 a 13 na Figura 6.4). É importante lembrar que o trecho E' se trata do trecho E, com acréscimo de 1,5 m para norte e para sul (resultando em um trecho de 8 m). Portanto, ele não está representado na divisão apresentada na Figura 6.4. Entretanto, o procedimento para separação do trecho E' no modelo seria o mesmo.

A escavação do túnel no 3DEC é feita por um comando específico (*tunnel*), pelo qual são inseridas as coordenadas de cada ponto da seção do túnel, dos dois lados do modelo. Com o túnel gerado por este comando, automaticamente, o bloco interno é denominado como uma outra região (região 14). Este bloco pode ser removido ou escondido em diferentes etapas, permitindo análises anteriores e posteriores a construção do túnel. A seção real do túnel é extremamente irregular, e varia muito ao longo do comprimento. É impossível gerar uma seção irregular no 3DEC baseada na seção atual do túnel, portanto, é utilizada uma seção média, idealizada a partir das imagens do scanner (Figura 6.4). Esta mesma figura indica as dimensões da seção adotada.

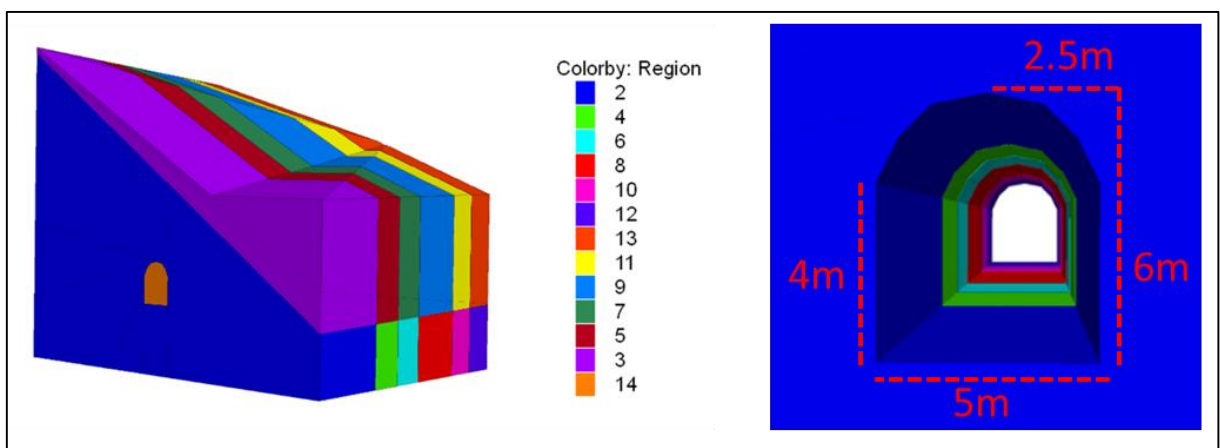


Figura 6.4: Separação do modelo em regiões pelos trechos divididos, considerando solo e rocha, e escavação do túnel.

6.4 Utilização dos parâmetros geométricos em modelos do 3DEC.

Todas as descontinuidades medidas na nuvem de pontos são inseridas no modelo pelo comando **JSET**, disponível no 3DEC. Segundo Fekete e Diederichs (2013), com este comando, é possível gerar dois tipos de modelos:

Modelo Estatístico (ou Probabilísticos): Este modelo considera a interpretação das estruturas geológicas em famílias com espaçamento e orientação, variando estatisticamente de acordo com médias e desvios-padrão.

Modelo Determinístico: Este modelo é elaborado com a inserção de todas as descontinuidades, separadamente, considerando as orientações e posições reais, medidas no maciço.

Esta definição de modelo determinístico, adotada por Fekete e Diederichs (2013), é válida para o 3DEC quando se ignora o efeito da persistência. Neste software, a persistência é inserida como a porcentagem do número de blocos cortados por uma determinada descontinuidade, variando de 0 a 1. Portanto, uma descontinuidade com persistência 0,8, por exemplo, irá cortar 8 a cada 10 blocos que estiverem no seu caminho. Isto torna impossível garantir que uma descontinuidade inserida em um determinado local, com uma determinada persistência, irá realmente formar um bloco nesta mesma posição. Além disso, é preciso lembrar que apenas as descontinuidades mapeadas na superfície do maciço rochoso tem os parâmetros de orientação e posição mapeados, todas as outras descontinuidades que compõem o modelo ao redor da escavação são inseridas pelos parâmetros estatísticos determinados.

Considerando estes problemas, apenas o modelo probabilístico será apresentado neste trabalho, utilizando os parâmetros obtidos nas análises das descontinuidades descritas anteriormente.

Os comprimentos médios dos traços calculados foram adaptados para parâmetros de persistência a partir dos valores aparentes e obtidos por janelas de amostragem (Mauldon, 1998; Wu et al., 2011). A relação utilizada para obtenção de persistência foi a seguinte:

$$P = \frac{\mu}{L}; \quad P_a = \frac{\mu_a}{L} \quad (6.1)$$

Em que P e P_a são as persistências calculadas por janelas de amostragem (Mauldon, 1998 e Wu et al., 2011) e aparente, respectivamente; L é o comprimento da janela na mesma direção do traço das fraturas e μ e μ_a são comprimentos médios dos traços obtido por janelas de amostragem (Mauldon, 1998 e Wu et al., 2011) e aparente, respectivamente. Para este cálculo foram utilizados os maiores valores obtidos entre as três janelas (PE, PW e teto), para cada família de fraturas (valores apresentados na Figura 5.21). Este mesmo procedimento de cálculo de persistência para o 3DEC foi adotado por Kim et al. (2007), porém, sem a utilização desta metodologia para determinação de μ e μ_a . A Tabela 6.1 apresenta estes resultados.

Tabela 6.1: Valores de persistência calculados para cada trecho.

	A	B	C	D	E	F	E'
L (F1)	4,80	4,50	4,80	4,50	4,80	4,40	5,00
L (F2)	11,55	5,80	5,30	9,23	5,40	4,90	8,10
μ_a (F1)	1,79	1,31	1,10	1,57	1,87	1,50	3,00
μ_a (F2)	1,78	1,75	1,69	2,51	2,24	1,30	3,30
μ (F1)	1,78	2,15	0,69	2,07	3,52	2,22	4,20
μ (F2)	2,71	2,86	2,28	3,90	3,30	1,29	5,00
P_a (F1)	0,37	0,29	0,23	0,35	0,39	0,34	0,60
P_a (F2)	0,15	0,30	0,32	0,27	0,41	0,27	0,41
P (F1)	0,37	0,48	0,14	0,46	0,73	0,50	0,84
P (F2)	0,23	0,49	0,43	0,42	0,61	0,26	0,62

Neste trabalho, não serão apresentadas análises de todos os trechos mapeados na nuvem de pontos, pois o escopo geral da dissertação é a elaboração de uma metodologia de análise por modelos numéricos (MEDt) gerados a partir de dados obtidos por mapeamento de imagens 3D.

A subdivisão da nuvem de pontos em trechos (de A a F) foi feita nas etapas III e IV desta dissertação (Figura 1.1) para verificar o comportamento das descontinuidades ao longo do túnel e determinar parâmetros para regiões diferentes. Nesta etapa verificou-se que o trecho E apresenta-se com maior intensidade de fraturamento (maiores persistências e densidades). Posteriormente, na etapa V (Figura 1.1) este mesmo trecho foi ampliado em 1,5 m para norte e para sul, para análises pelo método das frequências relativas (Wu et al., 2011), e determinação de frequências e espaçamentos de F1 e F2. Este trecho será utilizado nas próximas análises, como modelo de implementação da metodologia.

No 3DEC é possível utilizar diretamente os valores de espaçamento obtidos para o trecho E'. Neste caso, os mesmos valores são diretamente inseridos no programa, com espaçamentos constantes, como será visto mais a diante.

6.4.1 Montagem do modelo probabilístico do trecho E'

A montagem deste modelo é simples, pois consiste apenas em inserir as famílias de descontinuidades com espaçamento e persistência, utilizando os valores indicados calculados anteriormente para o trecho E'. As orientações e seus parâmetros estatístico foram obtidos para o trecho E' para aplicação da metodologia de Wu et al. (2011), descrita na seção 5.5. A Figura 6.5 mostra o estereograma com os dados obtidos para este trecho, que serão utilizados no modelo numérico a seguir. O comando **JSET** disponível no 3DEC permite a inserção destes parâmetros na mesma linha de programação, facilitando a modelagem.

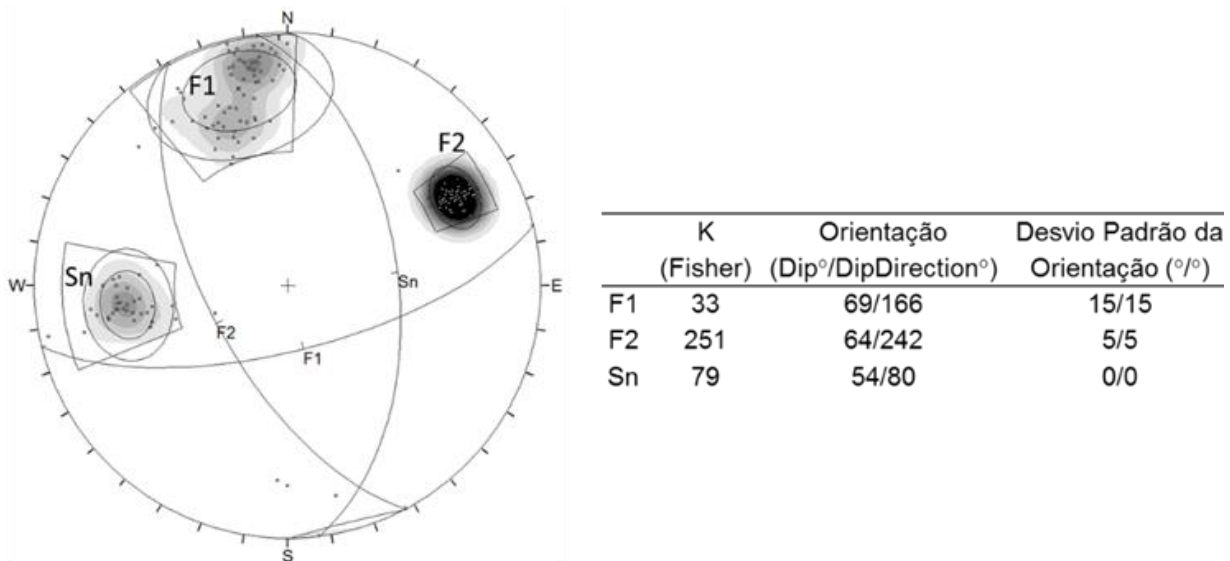


Figura 6.5: Orientações e dados estatísticos do trecho E'.

A Tabela 6.2 resume os dados geométricos das fraturas obtidos para o trecho E', que serão utilizados para geração do modelo probabilístico. Para as fraturas, foram utilizadas as persistências descritas na Tabela 6.1 (*P* para E') e os espaçamentos indicados nas Tabelas 5.4 e 5.5. A foliação é considerada 100% persistente, com espaçamento adotado de 0,5 m (Tabela 6.2). É importante notar que os dados de

persistência deste modelo são referentes às janelas de amostragem, aplicadas pelo método de Wu et al. (2011) na seção 5.5.

Tabela 6.2: Parâmetros geométricos utilizados nas análises do trecho E'.

Família	Persistência	Espaçamento (m)
F1	0,84	0,48
F2	0,62	0,32
Sn	1	0,5

A Figura 6.6B mostra um exemplo esquemático de como estes modelos são gerados, conforme são incluídas as características das discontinuidades. Após o mapeamento das discontinuidades numa determinada janela de amostragem (Figura 6.6A) são determinados orientações e desvios-padrão das orientações; os espaçamentos (Figura 6.6B) e as persistências (Figura 6.6C). Após a inserção das discontinuidades no modelo numérico com estes parâmetros, o resultado final (Figura 6.6D) é similar à situação inicial do mapeamento (Figura 6.6A).

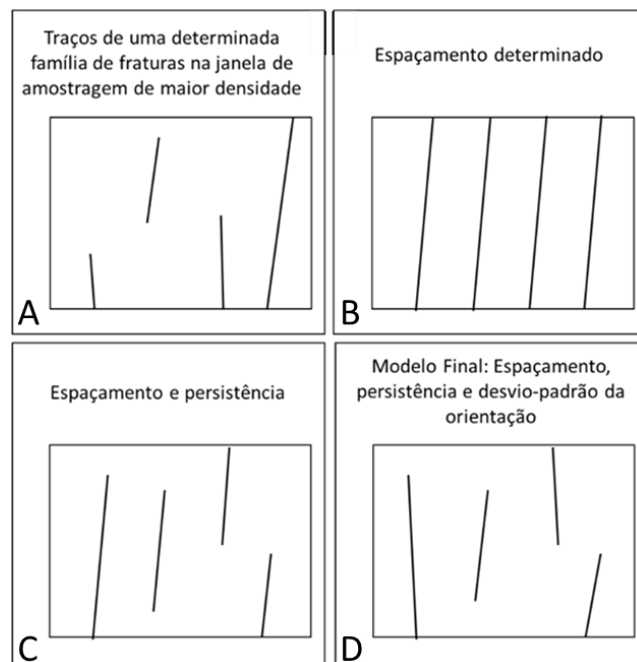


Figura 6.6: Esquemática da influência dos parâmetros das fraturas no modelo. (A) traços originais mapeados na nuvem de pontos. (B) Modelo com espaçamento. (C) Modelo com espaçamento e persistência. (D) Modelo com espaçamento, persistência e desvio padrão na orientação.

Para gerar o modelo no 3DEC, a primeira família de descontinuidade inserida é a foliação, com os planos 100% persistentes e espaçamento constante (Figura

6.7B). Em seguida são inseridas as fraturas F2 e F1 (Figura 6.7C e D). A Figura 6.7D mostra o modelo final do trecho E', com cada uma das etapas de inserção das descontinuidades. Este modelo será utilizado nas análises de estabilidade que serão apresentadas a seguir.

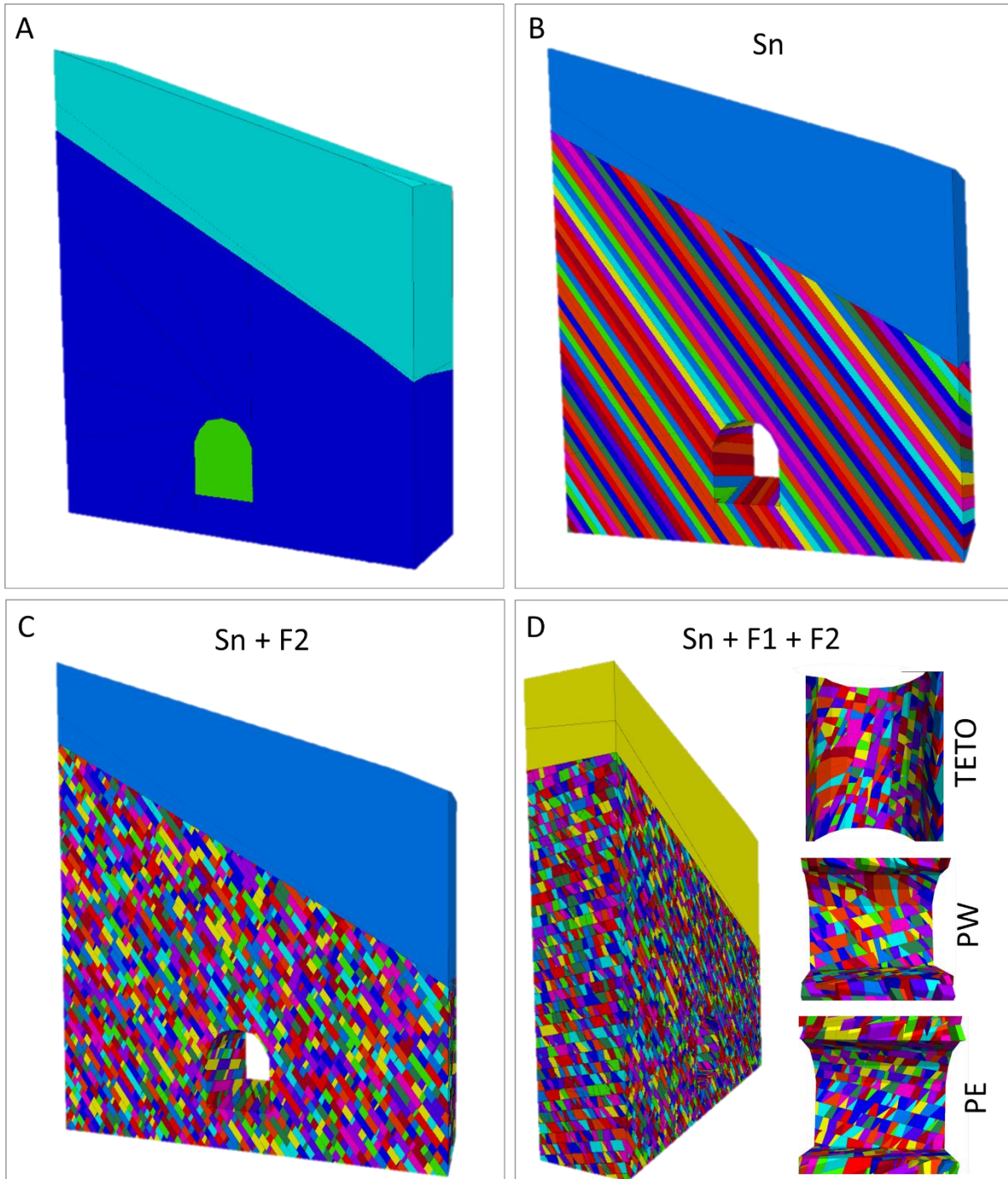


Figura 6.7: Geração do modelo numérico no 3DEC. (A) Modelo geométrico com o túnel, camadas de rocha e solo. (B) Modelo com Sn inserida. (C) Modelo com Sn e F2 inseridas. (D) Modelo com Sn, F2 e F1 inseridas, mostrando o resultado final nas paredes e no teto do túnel.

7 ANÁLISES DE ESTABILIDADE

No Capítulo 2, foram descritos os dois métodos de cálculo disponíveis no 3DEC, utilizando sistemas de blocos rígidos e blocos deformáveis. Para blocos rígidos, não há transferências de tensões e deformações no interior dos blocos, que se comportam como corpos rígidos, nos quais as Equações do movimento atuam no centro de massa. Entretanto, nas descontinuidades (contatos entre os blocos) há atuação de forças normais e tangenciais, que respeitam leis constitutivas, e são responsáveis pelos deslocamentos relativos entre os blocos. Fekete e Diederichs (2013), justificaram a utilização de modelos de blocos rígidos em seus estudos por se tratarem de análises de túneis rasos, com baixos níveis de tensão, e rochas competentes, de resistências elevadas.

Com o modelo de blocos rígidos é possível considerar todas as fraturas de cada trecho, da forma que foi exemplificado na Figura 6.7, pois cada bloco se comporta como um elemento do modelo. Quando estes blocos são convertidos para deformáveis, todos os blocos e contatos são discretizados por malhas de diferenças finitas e cada elemento desta malha, no bloco ou no contato, tem o mesmo custo computacional de um bloco rígido, ou de uma face de contato entre dois blocos rígidos. Outro problema na geração de blocos deformáveis está no formato dos blocos. Quando os blocos são gerados possuem formas muito irregulares (finas e/ou afiadas) a malha interna do bloco assume formas inapropriadas, forçando a utilização de malhas diferenciadas para alguns blocos, o que gera incoerência de nós em alguns contatos.

Considerando estas limitações, de forma geral, o sistema de blocos rígido tem boa aplicação para análises com os modelos completos (como o modelo indicado na Figura 6.7D), enquanto os modelos deformáveis são mais aplicáveis para simulações de situações especiais, de blocos específicos, ou regiões com o sistema de descontinuidades simplificado, para verificação de eventuais mecanismos de ruptura com influência das tensões distribuídas no maciço.

Os modelos numéricos de blocos rígidos e deformáveis devem ser configurados por parâmetros mecânicos e propriedades físicas dos materiais e dos contatos, e pelas condições de contorno. Para blocos rígidos, a configuração dos materiais (rocha intacta) se resume a inserção da densidade de cada um dos materiais no modelo (solo e rocha). Quando blocos deformáveis são utilizados, a configuração

dos materiais depende do modelo constitutivo utilizado. Neste trabalho, pretende-se utilizar modelos de blocos com grau de fraturamento identificado nas análises de descontinuidades anteriores. Desta forma, considerando que os níveis de tensões são baixos (túnel raso), aqui será assumido que rupturas são controladas pela resistência das descontinuidades, e portanto, será utilizado o modelo de blocos rígidos. Embora haja conhecimento de que em baixas profundidades as tensões horizontais podem ser significativamente superiores as tensões verticais, como estes valores não foram determinados, esta simplificação será utilizada.

Uma análise em meio deformável será mostrada mais a diante, com finalidade de investigar as tensões induzidas pela escavação, que servirá de suporte na estimativa dos parâmetros mecânicos das descontinuidades. Neste caso, será utilizado modelo elástico isotrópico de um meio contínuo equivalente, com módulos de elasticidade obtidos por correlações empíricas de classificações geomecânicas.

7.1 Configuração do modelo Coulomb-Slip para as descontinuidades no túnel.

Neste trabalho, o modelo constitutivo utilizado para os contatos é o modelo de juntas Coulomb-Slip (Itasca, 2007), cujos princípios foram descritos no capítulo 2 (na seção 2.4.3). A Tabela 9.1 resume todos os parâmetros de entrada necessários para configuração deste modelo:

Tabela 7.1: Parâmetros de entrada no modelo Coulomb-Slip.

K_n	Constante de rigidez normal (Pa/m)
K_s	Constante de rigidez tangencial (Pa/m)
T_{max}	Resistência à tração (Pa)
ϕ	Ângulo de atrito (°)
c	Coesão (Pa)

7.1.1 Constantes de rigidez

Resultados de ensaios de cisalhamento direto, em laboratório e in situ, realizados por diversos autores (Barton, 1972; Barton, 1973; Barton e Choubey, 1977; Bandis et al., 1983; Infanti e Kanji, 1990) indicam que as constantes de rigidez normal

(K_n) e tangencial (K_s) variam para diferentes tensões normais aplicadas nos planos das descontinuidades.

No 3DEC, utilizando o modelo Coulomb-Slip descrito anteriormente, os valores inseridos de K_s e K_n são fixos, e por isso precisam ser estimados. Barton e Choubey (1977) e Bandis et al. (1983) investigaram o comportamento da rigidez das descontinuidades em ensaios de cisalhamento direto, verificando correlações empíricas entre estes parâmetros com os parâmetros do modelo constitutivo para juntas de Barton-Bandis. A constante de rigidez tangencial (K_s) pode ser estimada pela razão entre a resistência de pico e o deslocamento no plano da descontinuidade até este valor de resistência, como mostra a Eq. proposta por Barton e Choubey (1977):

$$K_s = \frac{\tau_{pico}}{d_h} = \frac{100}{L} \sigma_n \tan[JRC \log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) + \varphi_r] \quad (7.1)$$

Em que τ_{pico} é a resistência ao cisalhamento (pico); d_h é o deslocamento horizontal (tangencial) de pico; JRC é o coeficiente de rugosidade da descontinuidade; JCS é a resistência a compressão uniaxial das descontinuidades; σ_n é a tensão normal (variável); L é o comprimento da descontinuidade e φ_r é o ângulo de atrito residual.

No modelo de blocos do 3DEC, este comprimento das descontinuidades (L) pode ser compreendido com o espaçamento entre os blocos. Desta forma, pela Eq. 7.1, o deslocamento horizontal é estimado com 1% do espaçamento das descontinuidades. Considerando que foram calculados espaçamentos para F1 e F2, aqui o menor valor será utilizado (F2=0,32 m, na Tabela 6.5), pois levará aos menores valores de deslocamentos tangenciais pré-ruptura.

Bandis et al. (1983), também verificaram o comportamento da constante normal de rigidez (K_n) com a tensão normal, e estabeleceram correlações empíricas para a estimativa deste parâmetro. Entretanto, estas correlações dependem do ciclo de carregamento no ensaio de cisalhamento direto e das aberturas iniciais das descontinuidades, o que dificulta a estimativa desta constante por estas correlações. Desta forma, será utilizada uma relação simples de $K_n = 10K_s$, comumente utilizada em aplicações similares (Barla e Barla, 2000; Boom et al., 2014).

Todos os parâmetros necessários para aplicação das Eq. 7.1 foram obtidos a partir de medições e descrições das descontinuidades durante as campanhas de

campo. A descrição completa dos métodos e análises utilizadas para obtenção destes parâmetros está sendo elaborada com mais detalhe em outros trabalhos, por outros integrantes do projeto TUNELCON. Entretanto, uma breve descrição será realizada para compreensão da origem dos valores utilizados nas análises. Os valores de JCS foram estimados por resultados de esclerometria (Monticeli, 2014), utilizando a correlação empírica obtida por Aydin e Basu (2005):

$$JCS = 1,446e^{0,07R_l} \quad (7.2)$$

Em que R_l é o “*rebound number*” obtido pelo esclerômetro tipo l , utilizado no trabalho. O valores de φ_r também foram estimados a partir dos resultados da esclerometria, utilizando a correlação proposta por Barton e Choubey (1977):

$$\varphi_r = (\varphi_b - 20^\circ) + 20(r/R) \quad (7.3)$$

Em que φ_b é o ângulo de atrito básico, r e o “*rebound number*” da superfície alterada e R é o “*rebound number*” da superfície seca e não alterada. JRC foi estimado visualmente, utilizando o gráfico de variação de rugosidade proposto por Barton (1973). A Tabela 7.2 indica estes valores, juntamente com os valores dos outros parâmetros calculados pelas Equações 7.1 a 7.3 para cada tipo de descontinuidade.

Tabela 7.2: Valores utilizados para estimativa das constantes de rigidez das descontinuidades.

Família	R_l	R	r	JRC	$JCS(\text{MPa})$	φ_r	φ_b	L
F1 e F2	57	65	49	9	81	23	28	0,32
Sn	55.5	59	49	5	73	24	28	0,32

Mesmo obtendo estes parâmetros indicados na Tabela 7.2, ainda é preciso determinar uma faixa de variação de tensões normais representativa para a estimativa das constantes de rigidez nas descontinuidades. Uma forma de determinar esta faixa é a partir de modelos contínuos equivalentes utilizando módulo de elasticidade estimado por correlações empíricas de classificações geomecânicas.

Como foi descrito na seção 3.5, durante as campanhas de campo (inspeções iniciais) que definiram a região escaneada com objeto de estudos detalhados, foram descritas características de rugosidade, alteração e preenchimento das

descontinuidades. Além disso, a resistência à compressão uniaxial (σ_c) do gnaise no túnel Monte Seco foi determinada por Ito (2013) por meio de ensaios de laboratório. Os valores encontrados variam de 100 a 200 MPa, com média de 155 MPa. Somando estas informações com as análises de descontinuidades elaboradas no presente estudo e observações de infiltração de água, é possível aplicar os sistemas de classificação Q (Barton, 1974) e RMR (Bieniawski 1989), apenas para o trecho E', cujos resultados estão descritos nas Tabelas 7.3 a 7.4.

Tabela 7.3: Classificação do trecho E' pelo sistema RMR (Bieniawski 1989).

	Parâmetro		Valor Max.	Valor Min.	Nota Máx.	Nota Min.
	RMR	1	σ_c (MPa)	210	110	12
2		RQD (%)		79.8	17	
3		Espaçamento (m)		0.32	10	
4a		Persistência (m)	4	5	2	
4b		Abertura		Não	6	
4c		Rugosidade	Rugoso	Mod. Rugoso	5	3
4d		Preenchimento		Não	6	
4e		Alteração	Não	Lev. Alterado	6	5
5		Água no túnel	Úmido	Molhado	10	7
6		Ajuste orientação	Muito desfavorável			-12
TOTAL/CLASSE					62/II	56/III

Tabela 7.4: Classificação do trecho E' pelo sistema Q (Barton, 1974).

Q	Parâmetro	Valor Max.	Valor Min.
		RQD	
	Jn	12	9
	Jr	3	1.5
	Ja	2	1
	Jw	1	0.66
	SRF		2.5
	TOTAL	10.6	1.3
	Classe	Pobre	Razoável

Os valores de RQD apresentados nestas classificações foram obtidos pela Eq. 2.11 (Priest, 1993), por meio de uma abordagem simplificada, na qual a frequência desta Eq. foi considerada como a soma das frequências de F1, F2 e Sn, indicadas na Tabela 6.2 (valores de frequência que resultaram nos espaçamentos utilizados na geração do modelo probabilístico do trecho E', indicado na Figura 6.7D).

A partir dos resultados destas classificações geomecânicas, foram calculados os módulos de elasticidade do maciço (E_m) pelas Equações 7.4 e 7.5, propostas por Serafim e Pereira (1983) e Barton (2002), respectivamente. Os resultados calculados estão apresentados na Tabela 7.5, juntamente com o coeficiente de Poisson (ν) obtido por Ito (2013), por meio de ensaios de compressão uniaxial instrumentados. Esta Tabela também mostra os módulos de cisalhamento (G_m) calculados por E_m e ν , densidade da rocha (γ) medida em laboratório (Monticeli, 2014), além dos parâmetros adotados para o solo.

$$E_m = 10^{[(RMR-10)/40]} \quad 7.4$$

$$E_m = 10Q_c^{1/3}; \quad Q_c = Q\sigma_{ci}/100 \quad 7.5$$

Tabela 7.5: Parâmetros elásticos utilizados para modelos de contínuo equivalente.

	Rocha						Solo			
	E_m Max. (GPa)	E_m Min. (GPa)	\bar{E}_m (GPa)	ν	\bar{G}_m (GPa)	γ (KN/m ³)	E (GPa)	ν	G (GPa)	γ (KN/m ³)
RMR	20,0	14,1	17,0	0,2	7,1	27,00	5,0	0,3	2,0	18,00
Q	25,5	12,7	19,1		8,0					

Considerado a semelhança entre os valores de \bar{E}_m (obtidos por RMR e Q), os módulos do maciço rochoso adotados para as análises numéricas (em modelo de blocos deformáveis) no trecho E' foram: $\bar{E}_m = 18 \text{ GPa}$ $\bar{G}_m = 7,5 \text{ GPa}$. Pela Eq. 9.1 é possível notar que K_s aumenta com o acréscimo das tensões normais nas descontinuidades. Apesar de não se conhecer diretamente as tensões normais, é possível assumir que estas serão próximas ou inferiores às tensões principais maiores (σ_1) resultantes de análises em modelos contínuos equivalentes. Desta forma, utilizando σ_1 , os valores de K_s (e $K_n = 10K_s$) provavelmente serão superestimados, entretanto estarão a favor da segurança, considerando que, em uma determinada descontinuidade, quanto maior as constantes de rigidez, menor o deslocamento elástico que ocorrerá antes de atingir a ruptura. Para realizar esta análise, o trecho E' foi modelado e configurado com os parâmetros descritos anteriormente (Tabela 7.5). A Figura 7.1A mostra o modelo gerado, a Figura 7.1B mostra os deslocamentos finais após a escavação, a Figura 7.1C a distribuição de tensões (com os tensores coloridos de acordo com a variação de σ_1), após a escavação e a Figura 7.1D mostra um detalhe

dos valores de σ_1 ao redor da escavação. É importante destacar que este modelo foi gerado em duas fases, uma com acomodações de tensões sem a escavação, e outra logo após a escavação. Desta forma, não são considerados efeitos de alívio de tensões posteriores, bem como irregularidades na seção do túnel.

Não foram realizados ensaios de tensão *in situ* no túnel Monte Seco. Com isso, o valor, as relações entre tensões verticais e horizontais não foram determinadas. Diferentemente dos parâmetros estimados anteriormente, o valor de K_0 não pode ser obtido por correlações empíricas, ou comparação com outros casos (em diferentes locais e geologias), devido à variabilidade dos resultados. Nas análises da Figura 7.1, foi adotado o valor de $K_0=1,5$ (tanto para σ_{xx}/σ_{zz} , quanto para σ_{yy}/σ_{zz}).

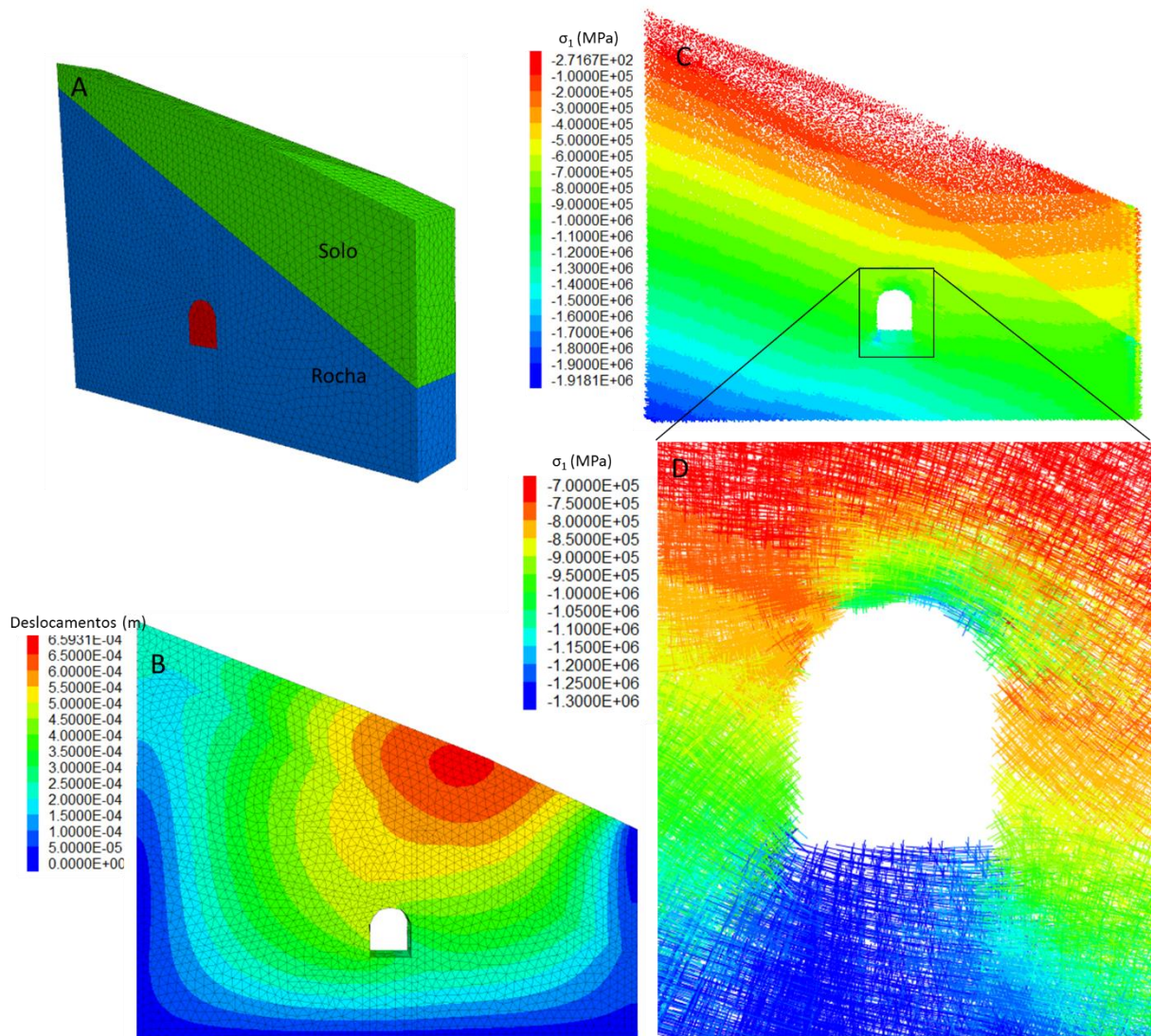


Figura 7.1: (A) Modelo do trecho E'. (B) Deslocamentos finais após a escavação. (C) tensores de cada elemento do modelo coloridos de acordo com a variação da tensão principal maior. (D) Detalhe dos tensores ao redor da escavação.

A variação de σ_1 ao redor da escavação é de aproximadamente 0,7 a 1,3 MPa (para valores de $K_0=1,5$). Utilizando esta faixa de tensões, é possível verificar a variação das constantes de rigidez tangencial pela Eq. 7.1, para as fraturas e para a foliação, como mostram as Figuras 7.2A e 7.2B, respectivamente. É importante lembrar que, utilizando o modelo Coulomb-Slip do 3DEC, os valores de K_s e K_n são fixos, e por isso estes procedimentos foram utilizados buscando uma estimativa mais adequada destes parâmetros.

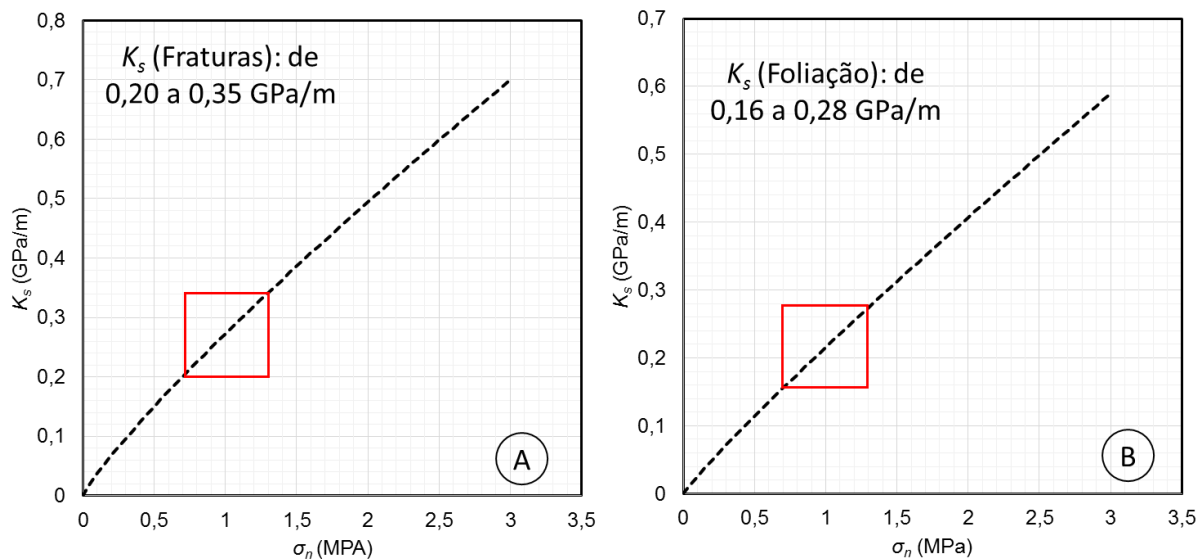


Figura 7.2: Faixa de variação das constantes de rigidez tangenciais com as tensões normais (utilizado os valores de σ_1). (A) K_s para fraturas. (B) K_s para Foliação.

Por estas estimativas é possível verificar que, mesmo com valores diferentes de JCS e JRC (Tabela 7.2), as faixas de variação das constantes de rigidez obtidas para as fraturas e para foliação não são muito diferentes nestes níveis de tensão.

As classificações geomecânicas (Tabelas 7.3 e 7.4) foram realizadas simplesmente para obtenção do módulo \bar{E}_m . Entretanto, é interessante observar o conservadorismo destes métodos de análise quando estas classificações são utilizadas para estimativa de “*stand up time*”, ou indicação de suporte requerido na escavação. Pelo método RMR, o trecho E' é classificado como maciço classe III a II, com “*stand up time*” de aproximadamente um mês, e o suporte sugerido seriam ancoragens espaçadas de 2 m e 50 a 100 mm de concreto projetado. Pelo sistema Q, o espaçamento entre ancoragens também de aproximadamente 2 m, com aproximadamente 60 mm de concreto projetado. Por outro lado, é fato que o túnel

Monte Seco atualmente apresenta problemas localizados de queda de blocos e que, caso estas soluções propostas pelas classificações tivessem sido adotadas, estes problemas não ocorreriam.

7.1.2 Estimativa das envoltórias Coulomb-Slip.

Utilizando os parâmetros (JRC , φ_r , e JCS) estimados para a foliação e fraturas (Tabela 9.2) é possível traçar as envoltórias de ruptura pelo critério de Barton-Choubey/ Barton-Bandis (Barton, 1973; Barton e Choubey, 1977; Bandis et al., 1983):

$$\tau_s = \sigma_n \tan \left[JRC \log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) + \varphi_r \right] \quad (8.1)$$

A Figura 7.3 mostra as envoltórias para tensões normais variando de 0 a 1.5 MPa. Para estimativa dos ângulos de atritos (φ) utilizados no modelo Coulomb-Slip para as fraturas e para a foliação (Tabela 7.1), as envoltórias obtidas foram consideradas lineares nestes níveis de tensões normais. A Figura 7.3 também indica os valores de φ obtidos por estas aproximações.

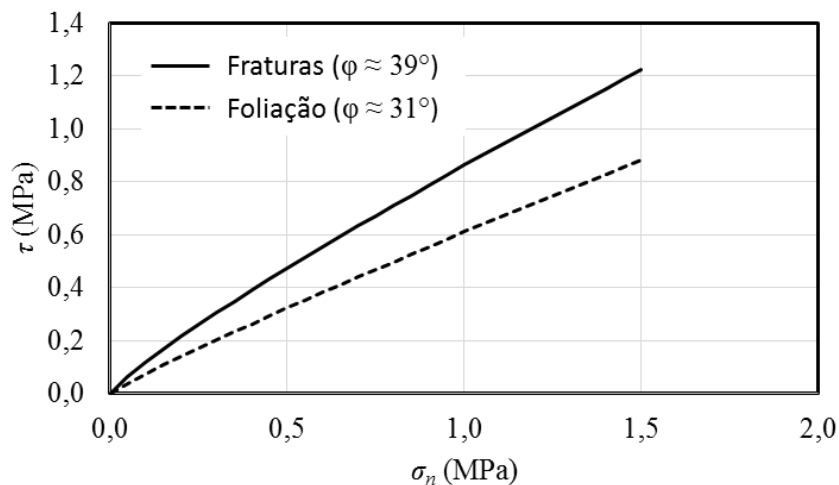


Figura 7.3: Envoltórias de resistência ao cisalhamento das discontinuidades.

A estimativa de φ para as discontinuidades foi feita simplesmente pela razão τ/σ_n , quando $\sigma_n = 1,5$, desconsiderando qualquer coesão aparente. Esta envoltória é aplicável somente em casos que não há ligação mineralógica entre os contatos (o que é aceitável para as fraturas). Entretanto, a foliação na maioria dos casos, não se

enquadra nesta categoria, pois os minerais alinhados nestes planos podem possuir coesão devido à ligações químicas e cimentações. Em casos de planos de foliação muitos ricos em micas, estas ligações são fracas (principalmente quando os minerais são alterados por intemperismo) e, eventualmente, poderiam atingir valores que não influenciariam de forma significativa na resistência. O gnaiss do túnel Monte Seco possui micas alinhadas nos planos de foliação (Figura 3.6), ora alteradas, que reduzem a resistência destas estruturas. Entretanto, as micas não são abundantes em todos os planos de foliação, e também não se distribuem de forma homogênea ao longo destes planos. Portanto, em muitos casos, a foliação pode apresentar coesão e resistência à tração, e a influência destes parâmetros no modelo de blocos do 3DEC será investigada mais a diante.

Infante e Kanji (1990) realizaram 133 ensaios *in situ* para determinação da constante tangencial de rigidez em diferentes tipos de rocha, com descontinuidades em diferentes condições (de rugosidade, alteração e preenchimento), e obtiveram como resultado o gráfico indicado na Figura 7.4. Colocando neste gráfico as estimativas de K_s realizadas anteriormente, é possível verificar que os valores se enquadram dentro das zonas II e III (retângulo vermelho).

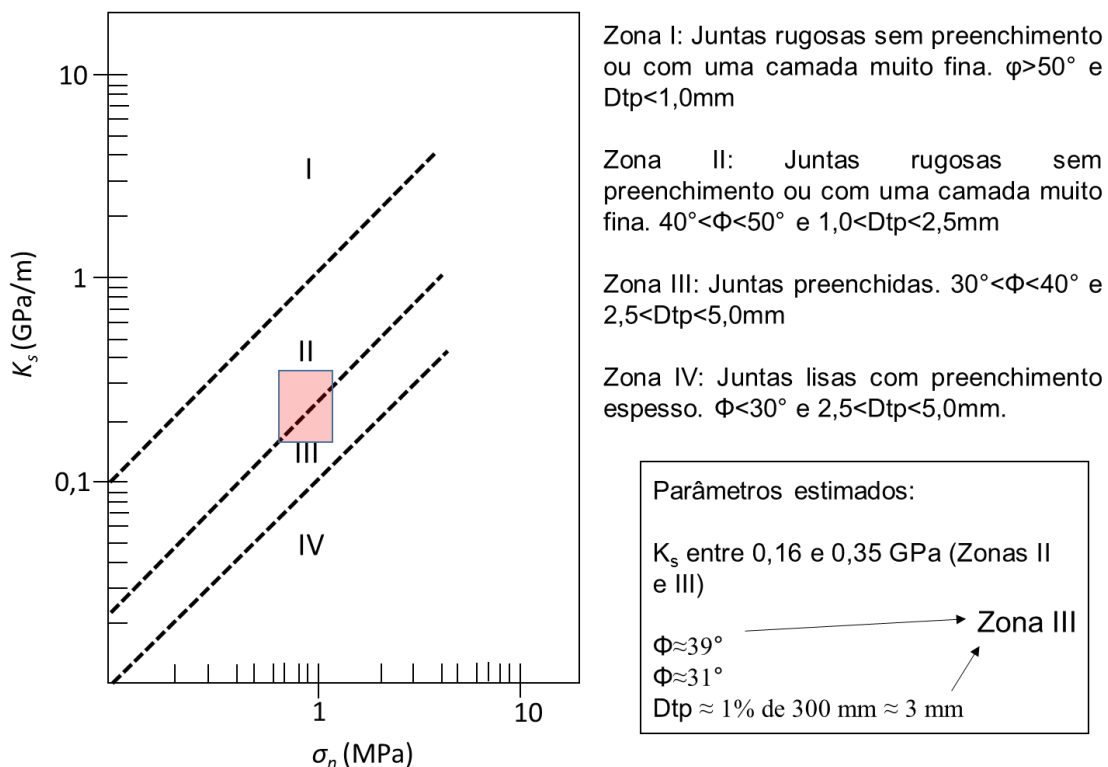


Figura 7.4: Comparação entre os valores de K_s estimados, com valores obtidos por Infante e Kanji (1990) em ensaios *in situ*.

Pela descrição das superfícies, as discontinuidades se enquadrariam melhor na zona II (principalmente pelas fraturas rugosas e sem preenchimento, como foram evidenciadas nas inspeções de campo). Entretanto, os parâmetros estimados também se enquadram na zona III, para juntas preenchidas. Esta divergência pode estar associada ao fato de que as estimativas realizadas para obtenção dos parâmetros do presente estudo foram baseadas em correlações empíricas, pois não foram realizados ensaios para determinação de valores mais adequados. Além disso, nenhum dos ensaios realizados por Infanti e Kanji (1990) representam as mesmas condições no túnel Monte Seco (fraturas sem preenchimento, rugosas a pouco rugosas, em gnaiss). Portanto, por esta comparação, parece mais apropriado utilizar valores de K_s dentro da zona II, onde as propriedades das discontinuidades são mais semelhantes às condições no túnel Monte Seco. Isto leva à utilização dos limites superiores de K_s nas faixas estimadas (Figura 7.2).

7.1.3 Efeito da rugosidade na resistência das discontinuidades.

Como foi detalhado anteriormente, para obter uma envoltória linear (Coulomb-Slip) considerando os efeitos da rugosidade, foram utilizados parâmetros do modelo de Barton-Choubey e Barton-Bandis, ajustando uma linha reta nas envoltórias obtidas para fraturas e foliação. Desta forma, o ângulo de atrito resultante é composto por um componente de aspereza [$JRC \log_{10}(JCS/\sigma_n)$] e um ângulo de atrito residual (ϕ_r). Portanto, é possível obter resistência de pico e residual, tanto para as fraturas, quanto para a foliação.

É importante destacar que as estimativas das envoltórias de resistência das discontinuidades foram feitas com base em correlações empíricas, obtidas por ensaios de cisalhamento direto sem deslocamento vertical impedido (Barton, 1973; Barton e Choubey, 1977; Bandis et al., 1983). Entretanto, na maioria dos casos, os blocos do maciço rochoso no túnel estão em condições de confinamento (Figura 7.5A), de forma que as resistências ao cisalhamento seriam melhor representadas por ensaios com deslocamento vertical impedido. Portanto, é possível que as resistências estimadas no presente estudo sejam inferiores às reais.

Para verificar o comportamento da resistência ao cisalhamento das discontinuidades no modelo numérico, foram realizadas simulações de ensaios de cisalhamento direto, utilizando blocos rígidos (Figura 7.5B). As Figuras 7.6A e B

mostram as curvas de tensão cisalhante (τ) por deslocamento tangencial (d_t) obtidos para as fraturas e para a foliação, respectivamente. Por estas Figuras, é possível verificar as resistências de pico e residual (para $\sigma_n = 1\text{MPa}$), e a representação da transição por uma queda de resistência abrupta após a ruptura.

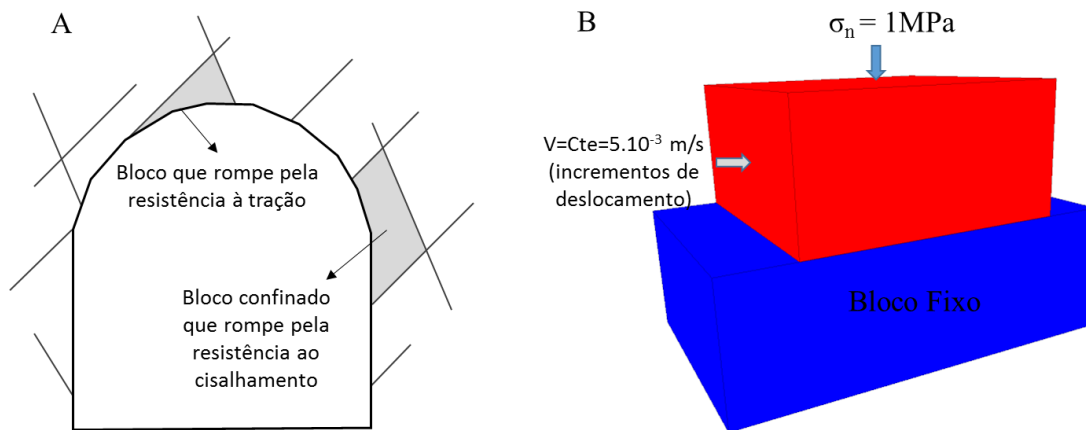


Figura 7.5: (A) representação de mecanismos de ruptura no túnel. (B) Esquema do ensaios de cisalhamento direta simulado com modelo de blocos rígidos.

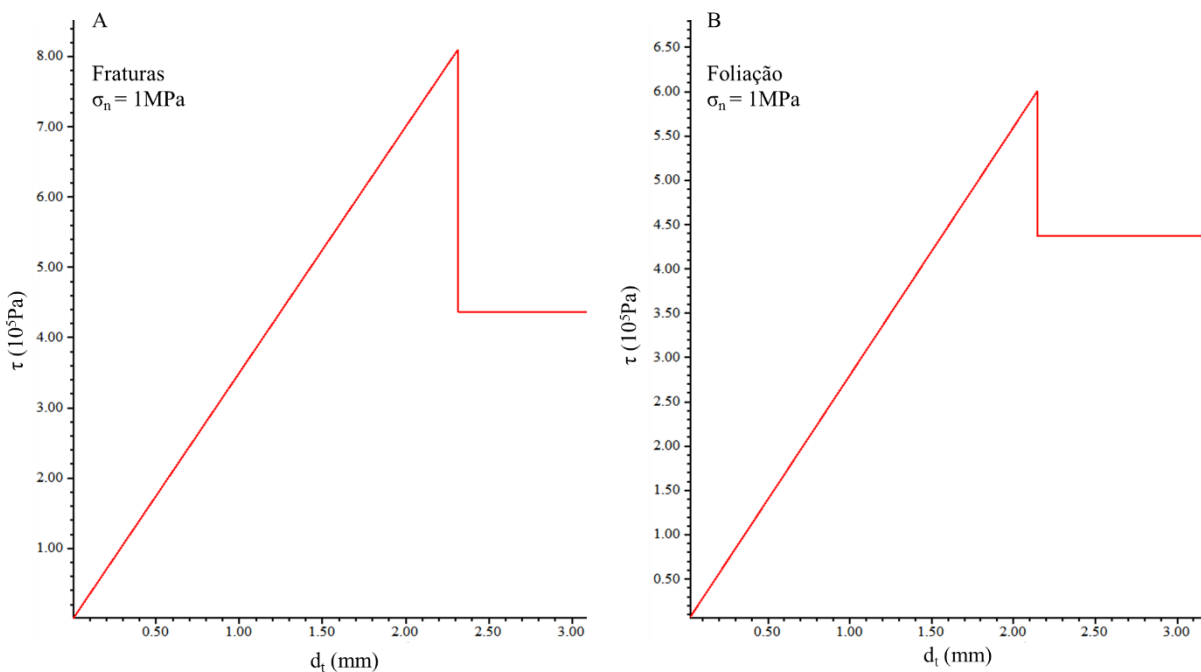


Figura 7.6: Ensaios numéricos de resistência ao cisalhamento obtidos pelo 3DEC, em modelos de blocos rígidos à tensão normal de 1MPa. (A) Fraturas. (B) Foliação.

Verificações como esta apresentada na Figura 7.6 são importantes para identificar se o comportamento de um modelo simplificado (no caso um ensaio de

cisalhamento direto) está de acordo com o previsto pelos parâmetros estimados, de forma a dar mais confiabilidade no modelo de blocos completo. Durante as análises, as interações entre os blocos formados por descontinuidades de orientações variadas, fazem as tensões normais no modelo se distribuírem de forma heterogênea nos contatos entre os blocos, dificultando a avaliação da resistência de um plano isolado.

7.2 Análises no trecho E'.

A seguir, serão apresentadas análises numéricas utilizando modelos de blocos rígidos do trecho E' do túnel Monte Seco. É importante destacar que, neste momento, estas análises não têm objetivo de definir o estado de estabilidade do túnel, considerando que ainda faltam informações importantes para uma boa configuração paramétrica do modelo. Entretanto, é possível verificar padrões de ruptura definidos pelas descontinuidades, e a influência do mapeamento e análises das descontinuidades no modelo de blocos gerado.

Utilizando os parâmetros estimados anteriormente, serão realizados dois tipos de análises:

- *Desconsiderando existência de coesão e de resistência à tração nos planos de foliação.* Em muitos casos, mapeamentos de estruturas geológicas são realizados sem discriminação do tipo de estrutura, caracterizando os planos aparentes nos afloramentos quanto a rugosidade e alteração e preenchimento. Nestes casos, a foliação da rocha acaba assumindo uma envoltória similar à estimada na Figura 7.3, que subestima significativamente a resistência da foliação. A implicação desta simplificação será verificada nestas análises, comparando-as com padrões de ruptura de seções reais do trecho E' do túnel (obtidas pelo escaneamento).
- *Considerando existência de coesão e de resistência à tração nos planos de foliação.* Neste caso serão verificados níveis de coesão e resistência à tração que levariam aos padrões de ruptura similares às seções observadas no trecho E' do túnel Monte Seco. A partir de um modelo adotado como representativo para a coesão e resistência à tração serão exemplificadas outras análises importantes para o trabalho:
 - análises localizadas para verificar o comportamento do túnel em regiões específicas quando há degradação de parâmetros;

- efeito das inspeções de “bate choco” na instabilidade de blocos;
- diferença de resultados obtidos quando as persistências são calculadas pelo comprimento médio dos traços aparente.

Nestas análises será utilizado o modelo de blocos rígidos do trecho E' (Figura 6.7D) definidos pelos parâmetros geométricos obtidos na etapa V desta dissertação (Figura 1.1), resumidos na Figura 6.5 e Tabela 6.2.

7.2.1 Procedimento geral para as análises no 3DEC

A Figura 7.7 mostra um fluxograma com um resumo do procedimento completo para realização das análises com o 3DEC, utilizando modelo de blocos rígidos. A primeira etapa consiste na criação do modelo, delimitando a geometria, as dimensões da região do túnel, as divisões de materiais e inserindo as descontinuidades (já configuradas devidamente com os respectivos parâmetros geométricos e mecânicos discutidos anteriormente).

A segunda etapa consiste na aplicação das condições de contorno (Figura 7.7). Nesta etapa também seriam inseridas condições iniciais (estado de tensões in situ), entretanto, para estes modelos de blocos rígidos, somente forças gravitacionais serão consideradas.

Em seguida, são executados ciclos de cálculo até que o modelo chegue em equilíbrio, anteriormente à escavação. Para isto, é imposto um valor mínimo de forças não balanceadas permitidas (10 N, neste caso). Com o equilíbrio alcançado, e as condições de contorno funcionando devidamente, nas etapas seguintes o túnel é removido, e o modelo é rodado novamente. Neste segundo momento, quando blocos começam a se desprender as forças não balanceadas não chegam a valores pequenos, mas se mantêm praticamente constantes. Isto ocorre devido aos blocos que rompem, e entram em queda livre. Já o restante do modelo assume velocidades mínimas que devem ser monitoradas para que as análises sejam interrompidas.

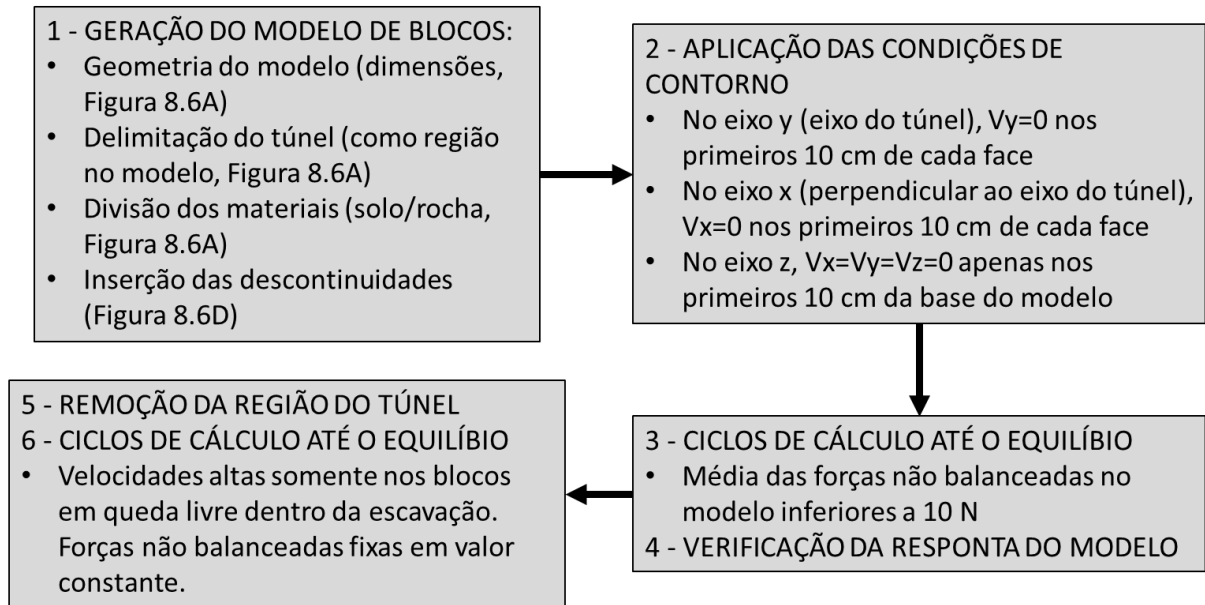


Figura 7.7: Procedimento completo de geração e análise dos modelos de blocos rígidos no 3DEC.

7.2.2 Análises desconsiderando coesão e resistência à tração na foliação

Para verificar o desempenho do modelo com os parâmetros estimados, a primeira análise realizada foi configurada diretamente com os parâmetros mecânicos obtidos anteriormente, resumidos na “*situação inicial*” da Tabela 7.6. O resultado desta análise inicial está apresentado na Figura 7.8A. Tanto nesta, quanto nas próximas análises que serão apresentadas, estão indicados os deslocamentos dos blocos (em metros). Os vetores de velocidade também estão apresentados para mostrar que as análises foram interrompidas quando as velocidades já não eram significantes em blocos com deslocamentos inferiores a 10 mm. A Figura 7.8B mostra o mesmo resultado da situação inicial (Figura 7.8A) com os blocos de deslocamentos superiores a 10 mm removidos.

Os resultados obtidos com os parâmetros estimados (“*situação inicial*” da Tabela 7.6) mostraram grande quantidade de blocos instáveis em todas as porções da seção do túnel. Entretanto, durante os trabalhos de campo, bem como nas imagens do scanner, não são observadas seções tão degradadas quanto estas análises indicam (Figura 7.8A e B). Na nuvem de pontos é possível verificar que as seções mais típicas do trecho E’ do túnel Monte Seco apresentam maiores rupturas na parede leste e no teto, como mostram as Figura 7.9A e B. Eventualmente, em trechos mais

localizados, existem rupturas significantes na parede oeste, como mostram as Figuras 7.9C e D.

Desta forma, foram realizadas outras análises majorando os valores dos parâmetros, de acordo com as “*situações 1 e 2*” na Tabela 7.6. Estes valores de ângulos de atrito majorados poderiam ser alcançados variando os parâmetros (JCS, JRC e φ_r) de diversas formas, como por exemplo: “*Situação 1*”: Foliação com $JCS=120$ MPa; $JRC=8$ e $\varphi_r=25^\circ$. Fraturas com $JCS=130$ MPa; $JRC=10$ e $\varphi_r=25^\circ$. “*Situação 2*”: Foliação com $JCS=155$ MPa; $JRC=10,5$ e $\varphi_r=29^\circ$. Fraturas com $JCS=155$ MPa; $JRC=13$ e $\varphi_r=29^\circ$.

Tabela 7.6: Parâmetros para as análises sem a coesão e resistência à tração nos planos de foliação.

		Φ (°)	Φ_r (°)	K_s (GPa/m)	Kn (GPa/m)
Situação inicial	Fraturas	39	23	0,35	3,5
	Foliação	31	24	0,28	2,8
Situação 1	Fraturas	45	35	0,35	3,5
	Foliação	40	30	0,28	2,8
Situação 2	Fraturas	55	45	0,35	3,5
	Foliação	50	40	0,28	2,8

Diversas análises foram realizadas majorando os ângulos de atrito, entretanto, apenas estas “*situações 1 e 2*” representativas estão sendo apresentadas. As Figuras 7.8C e D mostram os resultados da “*Situação 1*”. Nesta situação, para alcançar estes ângulos de atrito no modelo Coulomb-Slip, as discontinuidades seriam muito rugosas e pouco alteradas. Mesmo assim, ainda ocorrem muitas rupturas na parede oeste, como mostra a Figura 7.8D, com a degradação final do modelo. A “*Situação 2*” seria obtida por discontinuidades ainda mais rugosas, e inalteradas ($JCS \approx \sigma_c$), tornando-se uma situação irreal, principalmente para os planos de foliação, que são planos mais lisos e muitas vezes alterados (principalmente quando há abundância de micas). Neste caso, a análise leva a resultados mais semelhantes com a maioria das seções reais do túnel, com mais rupturas na parede leste e no teto, e menos na parede oeste.

Com este resultado, é possível assumir que os planos sem coesão e resistência à tração de fato não são representativos para a foliação do túnel Monte Seco. Portanto, na maioria destes planos, deve existir alguma resistência devido a ligação entre minerais que favoreça a estabilidade do túnel.

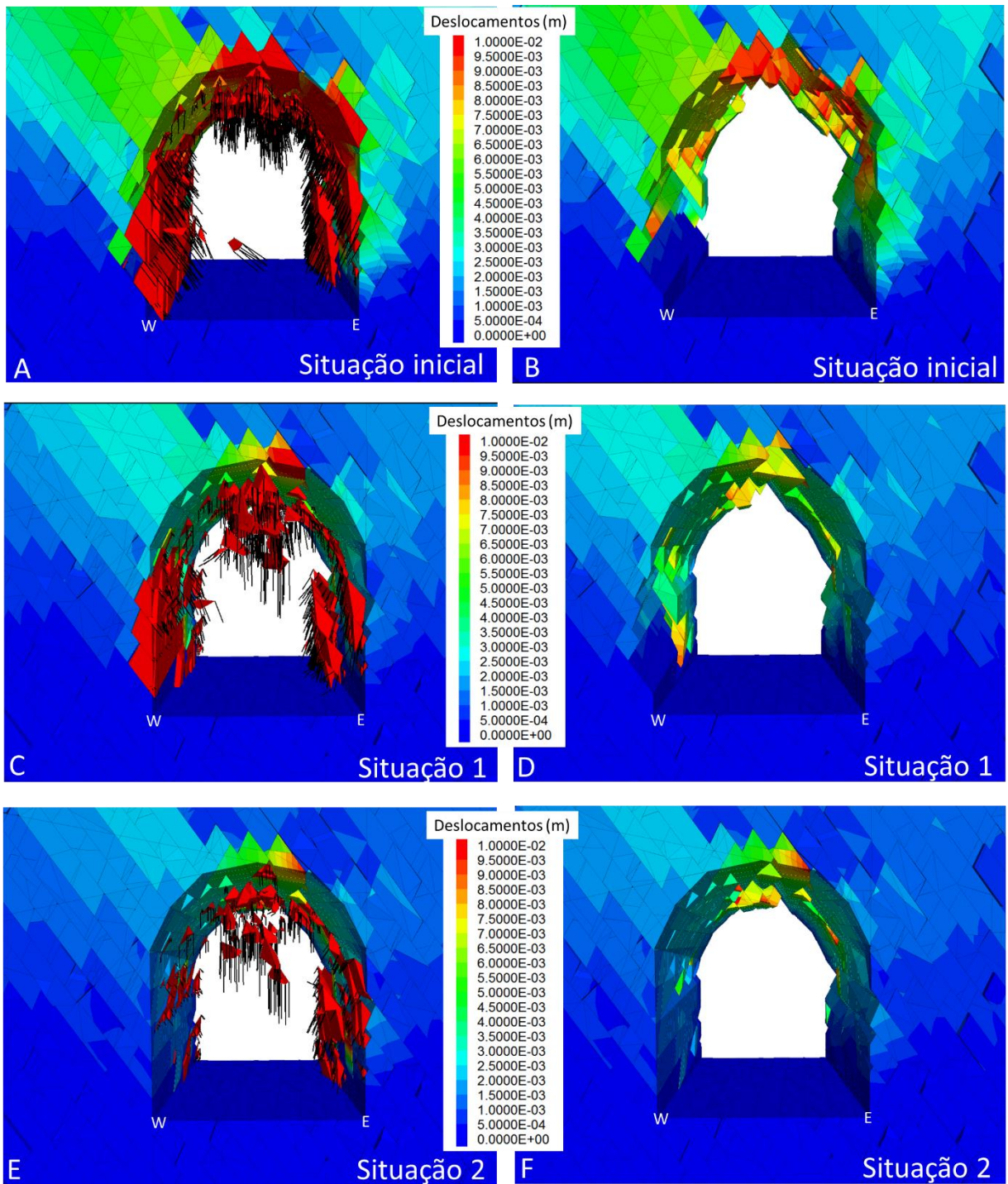


Figura 7.8: Variação dos valores de deslocamentos e indicação dos vetores de velocidade dos blocos em análises com diferentes parâmetros, sem coesão e resistência à tração nos planos de foliação. (A) Resultado da primeira análise com os parâmetros estimados. (B) mesma análise com remoção dos blocos com deslocamentos superiores e 1 mm. (C) Resultado da análise com parâmetros de valores majorados (*situação 1*). (D) mesma análise com remoção dos blocos com deslocamentos superiores e 1 mm. (E) Resultado da análise com parâmetros de valores majorados (*situação 2*). (F) mesma análise com remoção dos blocos com deslocamentos superiores e 1 mm.

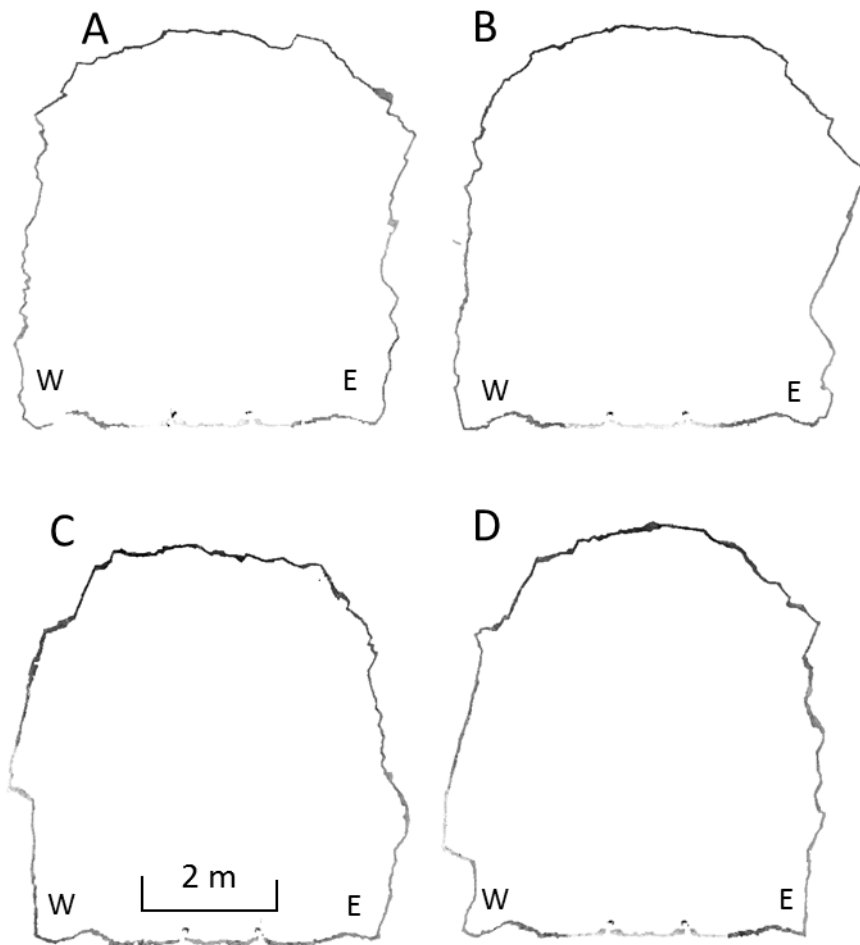


Figura 7.9: Seções do trecho E' do túnel monte seco, retiradas da nuvem de pontos. (A) e (B) seções mais típicas ao longo do túnel, como maiores rupturas na parede leste. (C) e (D), seções de regiões mais localizadas, com rupturas na parede oeste.

7.2.3 Análises considerando coesão e resistência à tração na foliação

Para investigar a coesão e a resistência à tração da foliação do gnaiss presente no túnel Monte Seco seriam necessários ensaios de laboratório (cisalhamento direto, compressão diametral, etc.), voltados especificamente para caracterização mecânica destes planos. Como não foram realizados estes ensaios, serão adotados valores de coesão e resistência à tração para realizar análises paramétricas e interpretar o comportamento do maciço representado pelo modelo numérico. A Figura 7.10 mostra os valores adotados e as envoltórias de resistência de foliação em cada um dos estágios para a realização das análises paramétricas.

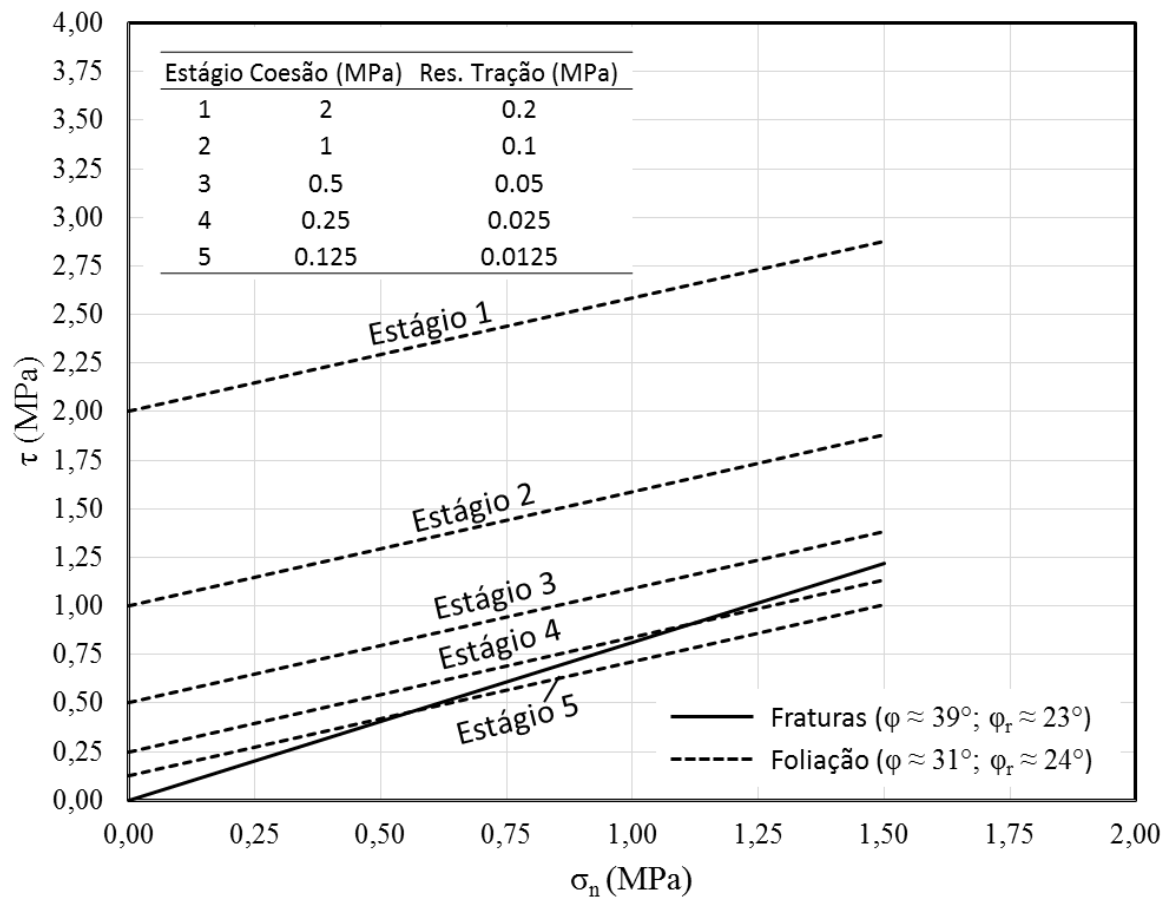


Figura 7.10: Envoltórias de resistência das fraturas e da foliação no modelo Coulomb-Slip, com diferentes estágios de valores de coesão e resistência à tração adotados.

Diferentemente dos resultados apresentados na Figura 7.8, neste caso, as análises foram realizadas em sequência. Ou seja, primeiro o estágio 1 foi simulado, e os blocos com deslocamento superior a 1 mm foram deletados. Na sequência, a coesão e a resistência à tração foram degradadas para o estágio 2, dando continuidade à análise. O mesmo foi realizado para os estágios 3, 4 e 5. A Figura 7.11 mostra os resultados destas análises em sequência, indicando portanto, a situação de estabilidade dos blocos no modelo com a degradação contínua da coesão e da resistência à tração. Os ângulos de atrito foram mantidos constantes e iguais aos estimados na análise paramétrica, indicados pela “*situação inicial*” na Tabela 7.6.

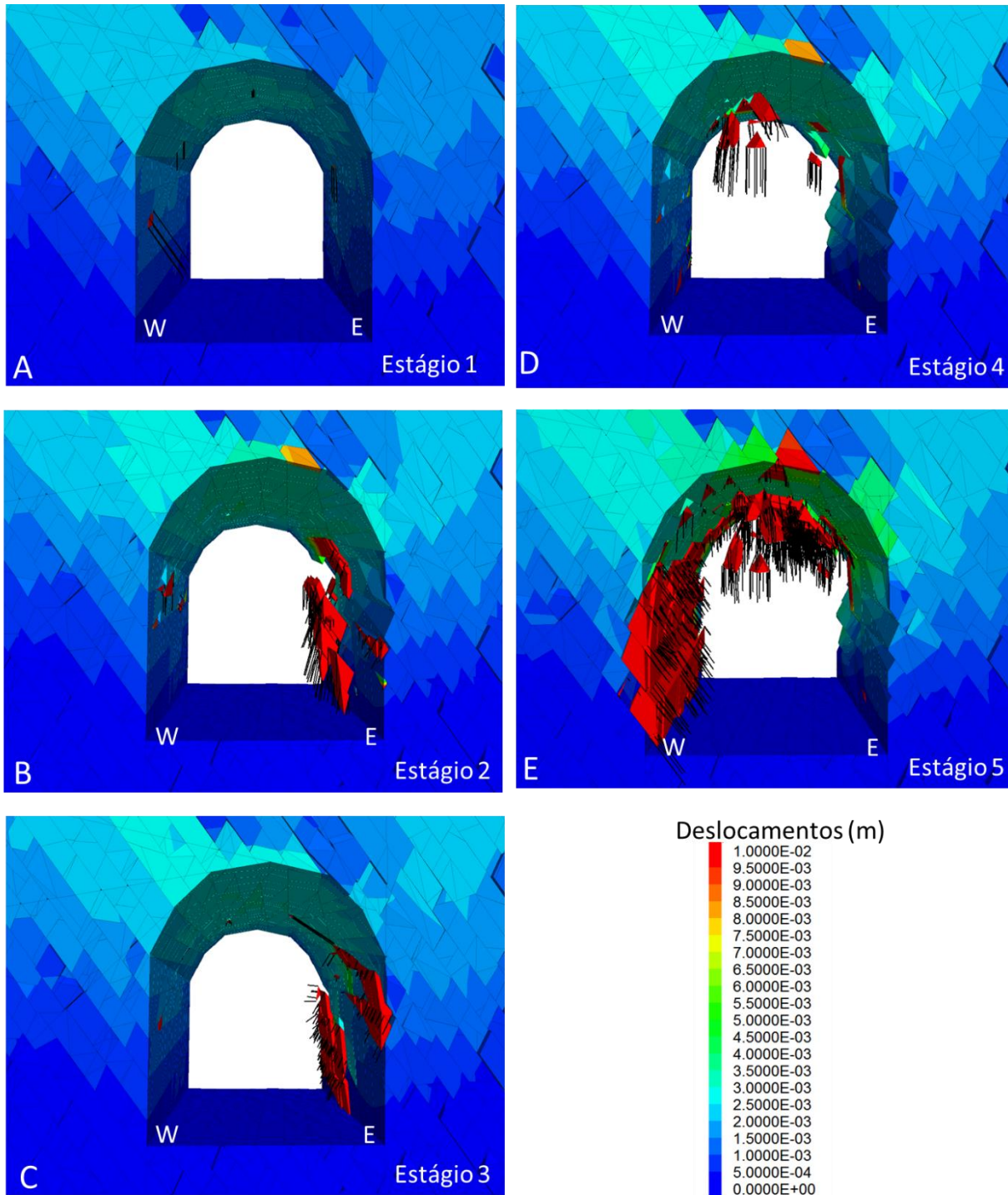


Figura 7.11: Variação dos valores de deslocamentos e indicação dos vetores de velocidade dos blocos em análises com diferentes parâmetros. (A) Primeiro estágio, com coesão de 2 MPa e resistência à tração de 0.2 MPa. (B) segundo estágio, com coesão de 1 MPa e resistência à tração de 0.1 MPa. (C) Terceiro estágio, com coesão de 0.5 MPa e resistência à tração de 0.05 MPa. (D) Quarto estágio, com coesão de 0.25 MPa e resistência à tração de 0.025 MPa. (E) Quinto estágio, com coesão de 0.125 MPa e resistência à tração de 0.125 MPa.

Pela Figura 7.11A é possível observar que com valores altos de coesão e resistência à tração o modelo mostra-se estável, com mínimos deslocamentos e pequenos blocos em queda. Conforme os parâmetros são degradados, blocos maiores começam a se desprender na parede leste (Figura 7.11B e C dos estágios 2 e 3, respectivamente), revertendo as situações encontradas nas análises anteriores (Figura 7.8), nas quais as maiores rupturas aconteciam na parede oeste, pois sem coesão e resistência à tração os planos de foliação (100 % persistentes) têm menor resistência ao cisalhamento que os planos de fraturas F2. Em seguida, no estágio 4, maior quantidade de blocos começa a se desprender do teto. Por último, no estágio 5, a parede oeste também se torna instável, resultando em padrões de ruptura similares à situação 1 na Figura 7.8C.

Comparando esta sequência de análises com as seções retiradas da nuvem de pontos, é possível assumir que os modelos entre os estágios 3 e 4 são mais representativos para a maior parte dos padrões de ruptura identificados no trecho E' do túnel (representados pelas seções das Figuras 7.9A e B), com coesão e resistência à tração variando de 0.5 a 0.25 MPa e 0.05 a 0.025 MPa, respectivamente. Pelo modelo do estágio 5 (Figura 7.11E), também é possível inferir que, em porções localizadas, onde as fraturas são persistentes o suficiente, e a coesão e resistência à tração assumem valores muito baixos, maiores rupturas ocorrem na parede oeste (como se verifica nas seções da Figura 7.9C e D).

Análises localizadas:

Análises localizadas podem ser realizadas para verificar o comportamento do túnel em regiões específicas quando há degradação dos parâmetros em uma determinada região. A infiltração de água pelas descontinuidades é o principal agente de alteração mineralógica que leva a perda de resistência. Em modelos de blocos rígidos esta perda de resistência pode ser simulada apenas nas descontinuidades.

Verificando a nuvem de pontos, é possível encontrar alguns pontos úmidos, com infiltração de água, que podem ser isolados nas análises, configurando-os com parâmetros de valores diferentes. Para exemplificar este procedimento, a Figura 7.12A mostra uma infiltração no alto da parede leste do trecho E' do túnel monte seco. Desta forma, o modelo numérico pode ser configurado diferencialmente. Assim, assumindo que a condição atual do túnel é representada pelo final do estágio 4 (Figura 7.11D), pode-se anular os valores de coesão e resistência à tração, além de diminuir a

ângulo de atrito dos planos de foliação somente desta região diferenciada (Figura 7.12B). Este seria um caso extremo, no qual a alteração nos planos de foliação deste trecho é grande o suficiente para que não exista mais resistência proveniente de ligações mineralógicas. Desta forma, a análise resulta em quedas de blocos localizados nesta região, como mostra a Figura 7.12C.

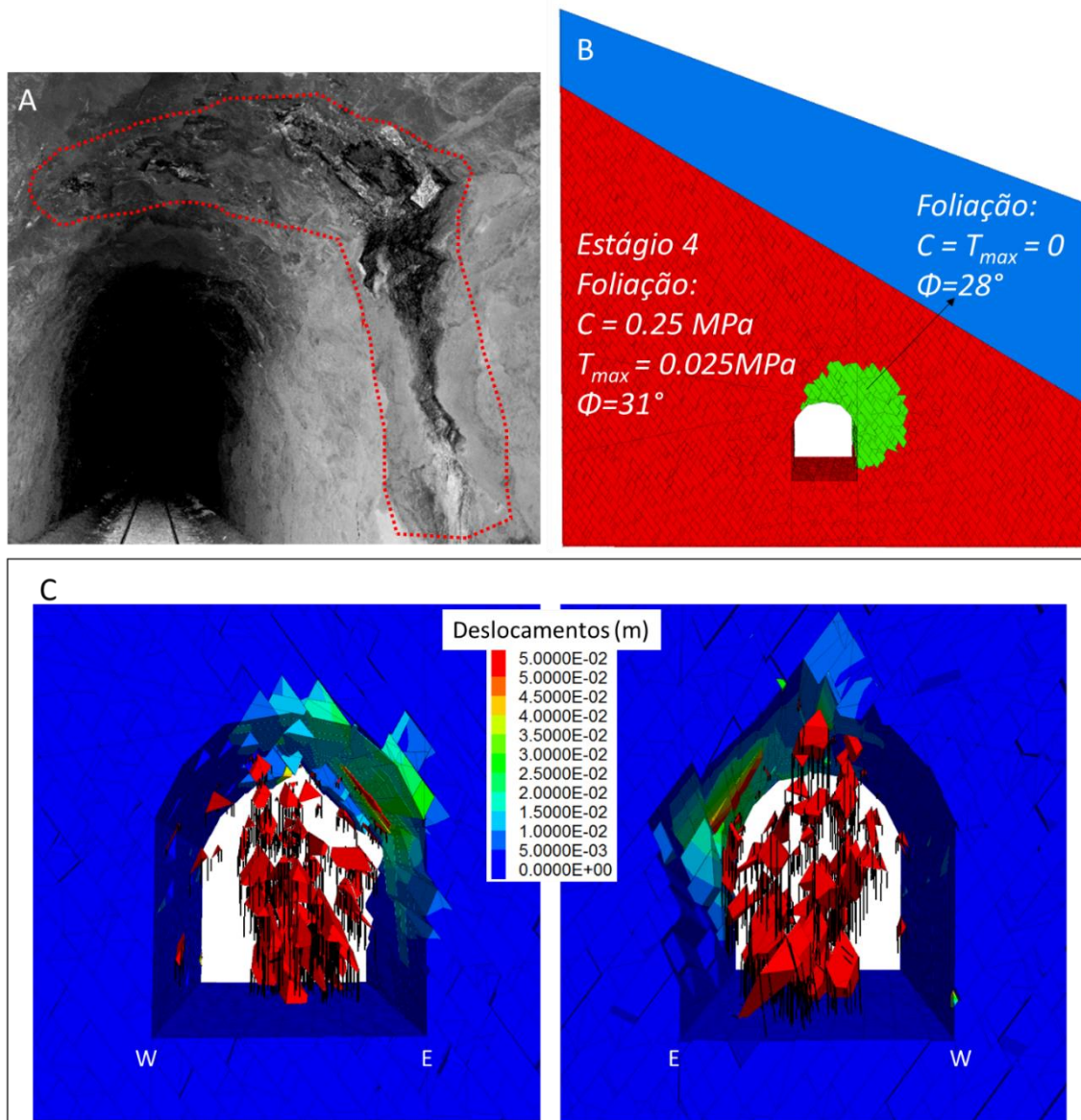


Figura 7.12: Análise localizada de um trecho com infiltração de água. (A) Infiltração de água no teto e parede leste do trecho E'. (B) Modelo numérico com diferenciação de parâmetros. (C) Análise de estabilidade, na esquerda com visada para norte e na direita para sul.

Efeito das inspeções de "bate choco":

Como foi discutido anteriormente, inspeções de bate choco são realizadas esporadicamente com objetivo de remover os blocos instáveis. No entanto, como foi verificado por Cacciari et al. (2013a), este procedimento não é controlado e

acompanhado por profissionais especializados, de forma que não há verificação da real necessidade de remoção de blocos, e da influência destas remoções na instabilidade de blocos adjacentes (ver Anexo I). Esta influência pode ser facilmente verificada nas análises numéricas selecionando alguns blocos e removendo-os manualmente. A Figura 7.13A mostra o modelo numérico após o estágio 4 (Figura 7.11D), e a Figura 7.13B um detalhamento em uma porção da parede leste deste modelo, indicando dois blocos removidos do modelo numérico. Com mais alguns ciclos de cálculo, é possível verificar (na Figura 7.13C) a ruptura de alguns blocos que estavam estáveis antes da remoção. A Figura 7.13D mostra uma outra situação (de inúmeras possíveis) na qual a remoção de mais um bloco levaria a instabilidade de outro, na mesma porção do túnel, após uma outra eventual campanha de bate choco.

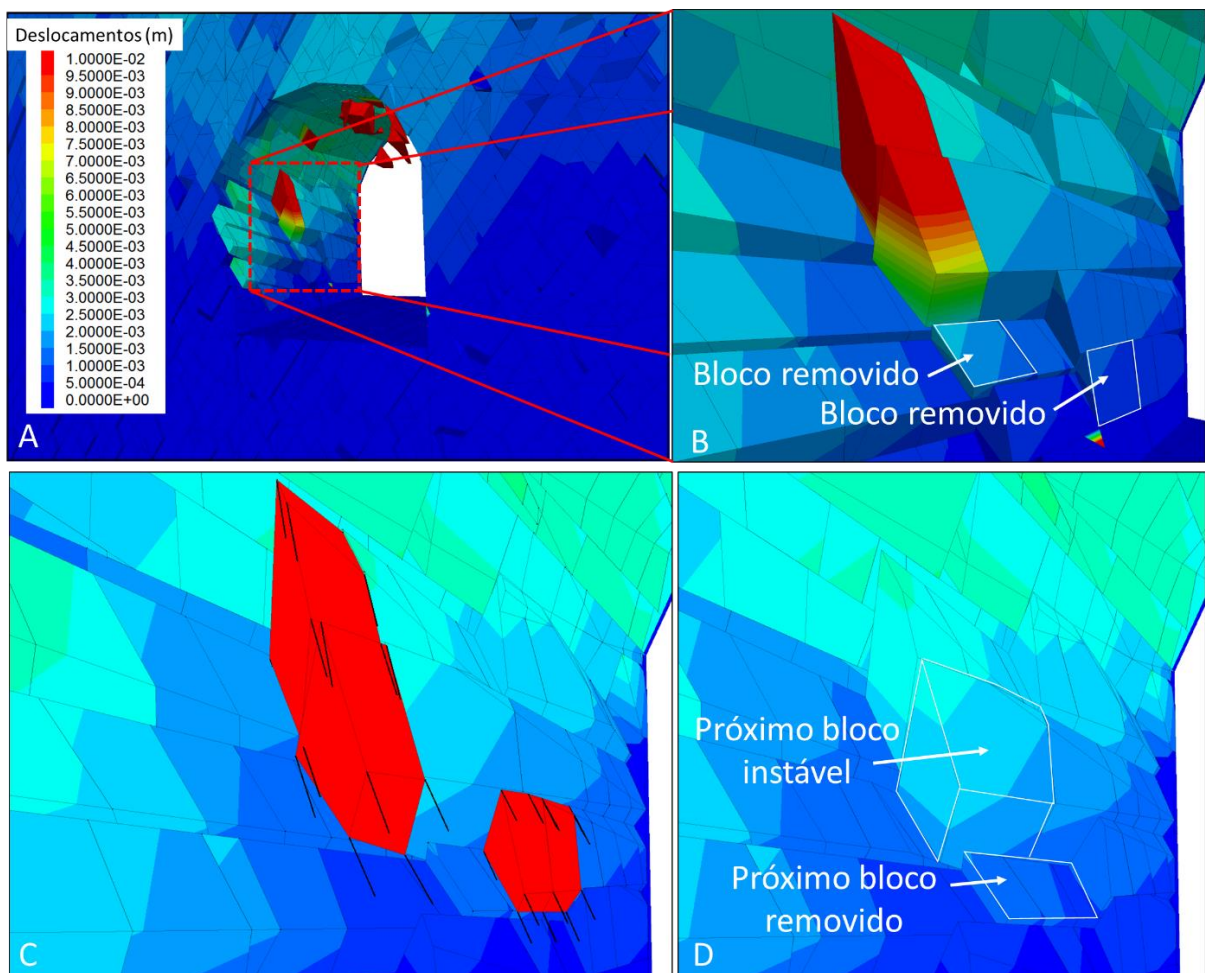


Figura 7.13: Exemplo de análise para representar problemas associados às campanhas de bate choco nos túneis. (A) Modelo do estágio 4. (B) Zoom deste modelo com indicação de blocos removidos. (C) Blocos instáveis após a remoção. (D) Outra possível situação de instabilidade no mesmo local após outra remoção de bloco.

Influência da persistência:

Nas análises das descontinuidades realizadas neste trabalho, grande foco foi dado à determinação de comprimento médio dos traços, buscando estimativas com correção de erros associados ao comprimento aparentes em afloramentos rochosos. Foi possível observar que os valores aparentes são inferiores aos valores estimados por janelas de amostragem e, conseqüentemente, os valores de persistência introduzidos nos modelos numéricos serão inferiores.

Os valores aparentes de persistência obtidos para o trecho E' estão apresentados na Tabela 6.1 (para F1 $P_a = 0,60$; para F2 $P_a = 0,41$). Gerando um modelo numérico com mesmas orientações e espaçamentos (Figura 6.5 e Tabela 6.2), mas substituído as persistências obtidas por janelas de amostragem pelas aparentes, obtém-se o modelo aparente do trecho E'. Desta forma, utilizando este modelo, as mesmas análises realizadas com a persistência obtida por janelas de amostragem (Figura 7.11, com os parâmetros mecânicos indicados na Figura 7.10) pode ser repetida para verificar a diferença de comportamento do modelo quando a persistência é aparente.

A Figura 7.14 mostra o resultado destas análises com o modelo aparente. Neste caso, o modelo se mostrou praticamente estável nos estágios 1 e 2, enquanto que, nas análises anteriores (Figura 7.11), o estágio 2 já apresentava rupturas consideráveis na parede leste. Na Figura 7.14C e D (estágio 3 e 4 do modelo aparente) maior quantidade de blocos se soltam na parede leste e no teto, porém ainda inferiores aos estágios 3 e 4 das Figuras 7.11C e D, respectivamente. Por último, no estágio 5 (Figura 7.14D), também ocorrem instabilidades na parede oeste, e outros blocos se desprendem do teto.

Como o espaçamento e a orientação utilizados nos modelos das Figuras 7.11 e 7.14 são iguais, bem como os estágios de parâmetros mecânicos utilizados, a única diferença entre os dois modelos é a persistência adotada. De modo geral, o modelo gerado por persistências de janelas de amostragem (Figura 7.11) apresenta-se mais instável em níveis mais altos de coesão e resistência à tração na foliação, quando comparado ao modelo gerado por persistências aparentes (Figura 7.14). Este resultado era esperado, pois no primeiro modelo, as fraturas F2 e F1 são mais contínuas, favorecendo formação de maior quantidade de blocos instáveis no túnel. Com este resultado, é possível verificar a importância da determinação de valores

mais coerentes de persistência a partir de análises de descontinuidades que buscam minimizar erros (como as janelas de amostragem utilizadas).

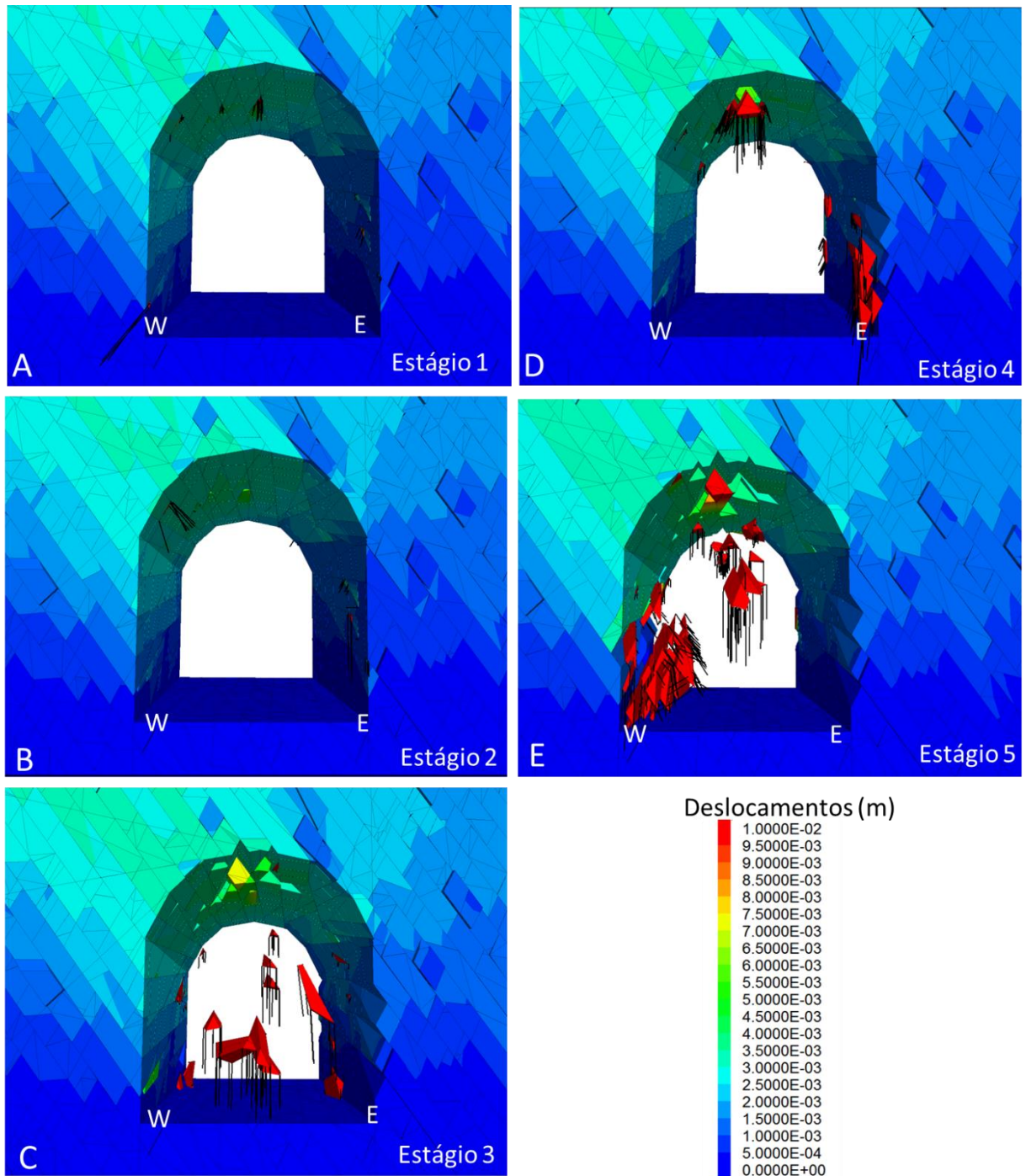


Figura 7.14: Variação dos valores de deslocamentos e indicação dos vetores de velocidade dos blocos em análises com diferentes parâmetros, dos modelos gerados pela **persistência aparente**. (A) Primeiro estágio, com coesão de 2 MPa e resistência à tração de 0.2 MPa. (B) segundo estágio, com coesão de 1 MPa e resistência à tração de 0.1 MPa. (C) Terceiro estágio, com coesão de 0.5 MPa e resistência à tração de 0.05 MPa. (D) Quarto estágio, com coesão de 0.25 MPa e resistência à tração de 0.025 MPa. (E) Quinto estágio, com coesão de 0.125 MPa e resistência à tração de 0.125 MPa.

8 CONCLUSÕES

O mapeamento de estruturas geológicas via scanner a laser 3D mostrou boa correlação com o convencional, indicando famílias de descontinuidades com orientações bem semelhantes, mesmo que o mapeamento convencional tenha sido realizado ao longo de todo o túnel (75 polos), enquanto o mapeamento via scanner apenas em 41 m (660 polos). Entretanto, mesmo com esta semelhança, o mapeamento convencional não deve ser substituído, mas sempre deve ser elaborado para servir de referência aos mapeamentos via imagens. A grande quantidade de dados obtidos por mapeamento de imagens permite a elaboração de análises detalhadas, que seriam inviáveis manualmente, principalmente em regiões de difícil acesso, como o teto. As inspeções iniciais são importantes para a verificação das litologias, bem como dos tipos de descontinuidades (fraturas e foliações), para que os dados do scanner possam ser interpretados corretamente.

Com as seções eletroresistivas, foi possível estimar a posição do topo rochoso, que, posteriormente, se mostrou importante para elaboração do modelo numérico, devido a sua profundidade e disposição. Ainda foi possível verificar que, a região escaneada se destaca como uma zona fraturada, por estar causando uma anomalia resistiva na seção. Esta anomalia implica que esta região tem presença de água (resultando nas infiltrações verificadas por dentro do túnel). Portanto, nestes locais a rocha deve estar com processos de alteração acelerados. Este resultado sugere que, provavelmente, se fosse elaborada uma seção geofísica ao longo de todo túnel, e que o mesmo fosse escaneado e analisado por completo, seria possível correlacionar outras zonas fraturadas com presença de água e picos de altas intensidades de fraturamento, verificados pelo mapeamento de nuvens de pontos.

A metodologia de separação dos trechos mostrou-se eficiente para individualizar zonas mais e menos fraturadas, tanto em relação à densidade, quanto em relação ao comprimento das fraturas. Esta metodologia permite a análise de grandes quantidades de dados, e pode ser calibrada de acordo com a resolução que se deseja, aumentando ou diminuindo o comprimento mínimo das janelas de amostragem que percorrerão o túnel. Esta separação inicial, evita divisões aleatórias, que podem prejudicar a estimativa de parâmetros geométricos de trechos críticos.

As janelas de amostragem mostraram que este tipo de análise tende a elevar o valor médio do comprimento das fraturas, e diminuir os valores de densidade, em

relação aos valores de aparentes. Mesmo com estas diferenças, o valor de intensidade I permanecem semelhantes aos valores aparentes I_a , pela compensação dos parâmetros (μ, ρ e μ_a, ρ_a). Isto indica que a separação dos trechos, realizada pela intensidade aparente, é representativa para a análise posterior por janelas de amostragem. Os valores de comprimento médios dos traços encontrados por janelas de amostragem indicam que as fraturas têm maiores comprimentos que os observados na nuvem de pontos. Este resultado era esperado, pois o método proposto por Mauldon (1998) propõe correções que minimizam erros de subestimação de comprimento. De todos os métodos de janelas de amostragem investigados, o método proposto por Wu et al. (2011) é o mais completo para estimativa do comprimento médio dos traços em túneis, pois é aplicado em janelas retangulares (permitindo aplicação de janelas de maiores áreas), e pode ser utilizado para amostragem de descontinuidades esparsas (não assume traços paralelos como o método de Mauldon, 1998). Entretanto, aplicação deste método exige uma boa amostragem de orientação das descontinuidades em todas as partes da seção do túnel, que depende do nível de exposição das descontinuidades e da qualidade da nuvem de pontos.

Utilizando o método de janelas de amostragem, é possível identificar uma região mais crítica entre as amostragens (de persistência e espaçamento) nas paredes e no teto. Neste trabalho, em praticamente todos os trechos, as amostragens do teto indicaram maiores valores de comprimento médio dos traços e menores espaçamento, pois as descontinuidades estão mais bem expostas nesta região. Desta forma, a modelagem numérica do trecho E' foi realizada utilizando estes dados mais críticos, considerando-os mais representativos para esta região.

As análises numéricas elaboradas no trecho E' foram feitas com modelos probabilísticos de blocos rígidos, utilizando os dados estatísticos obtidos nas análises das descontinuidades. Os parâmetros mecânicos foram estimados por meio de dados de campo (descrições das superfícies das descontinuidades e esclerometria), e correlações empíricas disponíveis na literatura. Mesmo com estas correlações, para obter análises representativas do estado de estabilidade do túnel, os parâmetros mecânicos das descontinuidades devem ser calibrados com ensaios de laboratório apropriados, principalmente para investigação da resistência dos planos de foliação.

Os resultados obtidos nas análises realizadas indicaram que a foliação tem grande influência da estabilidade dos blocos do túnel Monte Seco. Foi possível

verificar que estes planos não podem ser caracterizados como descontinuidades sem ligação (sem coesão e resistência à tração), pois isto leva à condição de instabilidade não verificadas na maioria das seções atuais do túnel. Foi possível verificar (para os modelos de blocos rígidos), níveis de coesão e resistência à tração que seriam representativos para o trecho E' do túnel, por meio de retro-análises. Além disso, também é possível simular regiões específicas do túnel, com parâmetros mais degradados, o que é representativo para processo de alteração das descontinuidades em pontos localizados (observados por infiltrações no túnel e distribuição de resistividades elétricas anômalas).

Os resultados das análises com o modelo gerado por parâmetros aparentes mostraram-se mais estáveis quando comparados aos resultados obtidos pelos modelos gerados com persistência estimada por janelas de amostragem. Isto indica que a persistência subestimada de forma aparente tem grande influência nestas aplicações. Desta forma, as estimativas por janelas de amostragem tornam-se importantes para obtenção dos parâmetros de comprimento das descontinuidades.

A metodologia proposta neste trabalho foi elaborada, seguindo as etapas propostas na seção 1.1. A partir de inspeções iniciais e mapeamento geológico, foram obtidas informações geológico-geotécnicas gerais do maciço rochoso no túnel Monte Seco, identificando uma região de 41 m para realização de análises detalhadas dos parâmetros geométricos das descontinuidades. Nesta região, foi identificado o trecho de maior intensidade de fraturamento (E'), e os parâmetros geométricos das descontinuidades foram reavaliados por métodos mais rigorosos para este trecho. Com isso, o modelo numérico do trecho E' foi gerado, e as propriedades mecânicas das descontinuidades foram estimadas por correlações empíricas a partir de informações obtidas nas inspeções iniciais e alguns resultados de ensaios. Por fim, foram realizadas análises com este modelo, permitindo a verificação de padrões de ruptura e comparação com seções reais do túnel Monte Seco.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ALMEIDA, F.F.M. **O Cráton do São Francisco**. Revista Brasileira de Geociências, V. 7, pp. 349-364, 1977.

AYDIN, A.; BASU, A. **The Schmidt hammer in rock material characterization**. Engineering Geology. V. 81, pp. 1-14, 2005.

BAECHER, G.B. **Progressively censored sampling of rock joints traces**. Math. Geol. V. 12(1), pp. 33–40. 1980.

BANDIS S. C.; LUMSDEN, A.C.; BARTON N.R. **Fundamentals of rock joint deformation**. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr. V. 20(6), pp. 249-268, 1983.

BARLA, G.; BARLA, M. **Continuo e discontinuo nella modellazione numérica dello scavo di gallerie**. Gallerie e grandi opere sotterranee. V. 61, pp. 15-35, 2000.

BARTON, N.R. **A model study of rock-joint deformation**. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. V. 9, pp. 579-602, 1972.

BARTON, N.R. **Review of new shear-strength criterion for rock joints**. Engineering Geology. V. 7, pp. 287–332, 1973.

BARTON, N.R. **Some new Q value correlations to assist in site characterization and tunnel design**. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. V. 39, pp. 185-216, 2002.

BARTON, N.R.; CHOUBEY, V. **The shear strength of rock joints in theory and practice**. Rock Mech. Rock Eng. V. 10, pp. 1-54, 1977.

BARTON, N.R.; LIEN, R.; LUNDE, J.; **Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support**. Rock Mech. Rock Eng. V. 6(4), pp. 189-239, 1974.

BIENIAWSKI, Z.T. **Engineering classification of jointed rock masses**. Trans S. Afr. Inst. Civ. Engrs. V. 15, pp. 335-344, 1973.

BIENIAWSKI, Z.T. **Engineering rock mass classifications**. Wiley. New York, 1989.

BOOM, C.W.; HOULSBY, G.T.; UTILI, S.; **Designing Tunnel Support in Jointed Rock Masses Via the DEM**. Rock Mech. Rock Eng. V. 47(3), pp. 189-239, 2014.

BROOKS, M.; KEAREY, P.; HILL, I.A.N. **Geofísica de exploração**. Oficina de textos. Brasil, 2009.

CACCIARI P.P; FUTAI. M. M. **Mapeamento de Descontinuidades Geológicas em Túneis Utilizando Imagens Geradas por Scanner a Laser 3D.** Submetido para 6º Simpósio Brasileiro de Mecânica das Rochas (SBMR). Goiania-GO, 2014.

CACCIARI P.P; PEREIRA, R.V.B.; MONTICELI, J.P.; SUZUKI S.; RIBEIRO, F.S; FUTAI. M. M. **Análise comparativa entre inspeções de “bate chocho” e formação de blocos chave controlados por descontinuidades em túneis antigos sem revestimento.** 14º Congresso Brasileiro de Geologia de Engenharia e Ambiental. Rio de Janeiro – RJ, dezembro, 2013a.

CACCIARI P.P; SUZUKI S.; ITO, W.H.; CEPEDA, A.A.; RIBEIRO, F.S; FUTAI. M. M. **Avaliação do Estado de Túneis Antigos em Rocha da Estrada de Ferro Vitória-Minas.** 3º Simpósio de Infraestrutura Metroviária, Ferroviária e Rodoviária. Gramado-RS, 2013b.

CROSTA, G. **Evaluating rock mass geometry from photogrammetric images.** Rock Mech. Rock Eng. V 30(1), pp. 35-38, 1997.

CRUDEN, D.M. **Describing the size of discontinuities.** Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr. V. 14, pp. 133–7, 1977.

CUNDALL, P. A. **Formulation of a three-dimensional distinct element model part I. A scheme to detect and represent contacts in a system composed of many polyhedral blocks.** Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr. V. 25 N. 3, pp. 107-116, 1988.

ELIS, V. R.; HODO, F. Y.; PORSANI, J. L.; DALPOZZO, H. A. P.; GALLAS, J. D. F. **Eletrorresistividade e magneto resistividade no estudo de zonas de fratura: metodologia e aplicação.** VIII Congresso Internacional da Sociedade Brasileira de Geofísica. Rio de Janeiro, 2003.

FAUGERAS, O. **Three-dimensional computer vision.** MIT Press, Boston, MA. 1993.

FEKETE, S.; DIEDERICHS, M.; LATO, M. **Geotechnical and operational applications for 3-dimensional laser scanning in drill and blast tunnels.** Tunnelling and Underground Space Technology. V. 25, pp. 614–628, 2010.

FEKETE, S.; DIEDERICHS, M. **Integration of three-dimensional laser scanning with discontinuum modelling for stability analysis of tunnels in blocky rock masses.** International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. V. 57, pp. 11–23. 2013.

FERRERO, A. M.; FORLANI, G.; RONCELLA, R.; VOYAT, H. I. **Advanced geostructural survey methods applied to rock mass characterization.** Rock Mech. Rock Eng. V. 42, pp. 631–665, 2009.

FUTAI. M. M.; BITTENCOURT, T.N.; CONCEIÇÃO NETO A. P.; BECK A.; BETIOLI D.; SUZUKI S.; ITO, W.H.; CACCIARI P.P. **Uso de técnicas de confiabilidade para diagnosticar o estado de túneis em rocha e desenvolvimento de instrumentos**

para monitoração geotécnica. Relatório interno VALE. São Paulo, Brasil. p. 158, 2011.

FUTAI, M. M.; CACCIARI P.P; SUZUKI S.; RIBEIRO, F.S. **Estudo de Risco Geológico/Geotécnico em Túneis em Rocha da Estrada de Ferro Vitória-Minas.** 4º Encontro de Ferrovias ANTS. Vitória-ES, outubro, 2013.

GALLAS J. D. F. **Principais métodos geofísicos e suas aplicações em prospecção mineral, hidrogeologia, geologia de engenharia e geologia ambiental.** Tese (Doutorado) - Instituto de Geociências e Ciências Exatas, Universidade Estadual Paulista. Rio Claro, p. 174, 2000.

GANDOLFO, O. C. B.; GALLAS, J. D. F. **O arranjo polo-dipolo como alternativa ao dipolo-dipolo em levantamentos 2D de eletrorresistividade.** Revista Brasileira de Geofísica. V. 25 (3), pp. 227-235, 2007.

GIGLI, G.; CASAGLI, N. **Semi-automatic extraction of rock mass structural data from high resolution LIDAR point clouds.** International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. V. 48, pp. 187–198, 2011.

GOODMAN, R. E. **Methods of geological engineering in discontinuous rocks.** West Publishing Co. p. 472, 1976.

GOODMAN, R.; SHI, G. **Block theory and its application to rock engineering.** Prentice-Hall. New Jersey, 1985.

HAGAN, T. O. **A case for terrestrial photogrammetry in deep-mine rock structure studies.** Int. J. Rock Mech. Min. Sci. V. 17, pp. 191-198. 1980.

HART, R.; CUNDALL, P. A.; LEMOS, J. **Formulation of a three-dimensional distinct element model part II. Mechanical calculation for motion and interaction of a system composed by many polyhedral blocks.** Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr. V. 25, N. 3, pp. 117-125, 1988.

HOEK, E.; KAISER, P. K.; BAWDEN, W.F. **Support of underground excavations in hard rock.** A.A. Balkema, Rotterdam, 1995.

HUDSON J. A.; PRIEST, S. D. **Discontinuities and rock mass geometry.** Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr. V. 16, pp. 339-362, 1979.

HUDSON J. A.; PRIEST, S. D. **Discontinuity frequency in rock masses.** Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr. V. 20, N. 2, pp. 73-89, 1983.

HUDSON J. A.; HARRISON, J. P. *Engineering rock mechanics. An introduction to the principles.* Pergamon. Londres, 1997.

INFANTI JR, N.; KANJI, M.A. **Estimating the shear stiffness of rock joints.** Rock joints Barton & Stephansson (eds). pp. 799-804, 1990.

ISRM. **Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses**. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr. V. 15, pp. 319-368, 1978.

ITASCA Consulting Group, Inc. **3DEC v.4.1 Users manual**. Minneapolis, Minnesota, USA, 2007.

ITO, W.H. **Caracterização geológico-geotécnica aplicada na setorização dos trechos críticos dos túneis Monte Seco linha 1 e linha 2 da estrada de Ferro Vitória-Minas**. Dissertação de qualificação (Mestrado) – Escola Politécnica da Universidade de São Paulo (EPUSP). Departamento de Engenharia de Estruturas e Geotécnica. São Paulo, p. 123, 2013.

JING, L. **A review of techniques, advances and outstanding issues in numerical modelling for rock mechanics and rock engineering**. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. V. 40, pp. 283–353, 2003.

JING, L.; STEPHANSSON, O.; **Fundamentals of discrete element methods for rock engineering. Theory and applications**. Developments in geotechnical engineering, 85. Elsevier, 2003.

KEMENY, J.; TURNER, K.; NORTON, B. **LIDAR for rock mass characterization: hardware, software, accuracy and best-practices**. Workshop: laser and photogrammetric methods for rock face characterization. Colorado-US, June 17-18, 2006.

KIM, B. H.; CAI M.; KAISER, P. K.; YANG, H. S. **Estimation of block sizes for rock masses with non-persistent joints**. Rock Mech. Rock Eng. V. 40 (2), pp. 169–192, 2007.

KULATILAKE, P.H.S.W.; WU T.H. **The density of discontinuity traces in sampling windows**. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr. V. 21(6), pp. 345–7, 1984a.

KULATILAKE, P.H.S.W.; WU, T.H. **Estimation of mean trace length of discontinuities**. Rock Mech. Rock Eng. V. 17, pp. 215–32, 1984b.

LATO, M. J.; VÖGE, M. **Automated mapping of rock discontinuities in 3D lidar and photogrammetry models**. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. V. 54, pp. 150–158. 2012.

LATO, M.; DIEDERICHS M. S.; HUTCHINSON, D.J. **Bias correction for view-limited lidar scanning of rock outcrops structural characterization**. Rock Mech. Rock Eng. V. 43, pp. 615–628, 2010.

LATO, M.; DIEDERICHS M. S.; HUTCHINSON, D.J.; HARRAP, R. **Optimization of LiDAR scanning and processing for automated structural evaluation of discontinuities in rock masses**. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. V. 46, pp. 194–199, 2009.

MAH, J.; SAMSON, C.; MCKINNON, S. D. **3D laser imaging for joint orientation analysis**. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. V. 48, pp. 932–941, 2011.

MAULDON, M. **Keyblock probabilities and size distributions: A first model for impersistent 2-D fractures**. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr. V. 32, N. 6, pp. 575-583, 1995.

MAULDON, M. **Estimating mean fracture trace length and density from observation in convex windows**. Rock. Mech. Rock. Eng. V. 31 (4), pp. 201–216, 1998.

MAULDON, M.; DUNNE, W.M.; ROHRBAUGH JR, M.B. **Circular scanlines and circular windows: new tools for characterizing the geometry of fracture traces**. Journal of Structural Geology. V. 23, pp. 247-258, 2001.

MONTICELI, J.P. **Contribuição ao conhecimento dos condicionantes geológico-geotécnicos do túnel Monte Seco**. Relatório de iniciação científica - Escola Politécnica da Universidade de São Paulo (EPUSP). Departamento de Engenharia de Estruturas e Geotécnica. São Paulo, p. 65, 2014.

MONTICELI, J.P.; CACCIARI C.C.; SUZUKI, S.; FUTAI M.M. **Correlação entre índice físicos e análise petrográfica na determinação do grau de alteração de um gnaise**. Aceito para publicação em: 6º Simpósio Brasileiro de Mecânica das Rochas (SBMR). Goiania-GO, 2014.

NGUYEN, H. T.; FERNANDEZ-STEEGER, T. M.; WIATR, T.; RODRIGUES, D.; AZZAM, R. **Use of terrestrial laser scanning for engineering geological applications on volcanic rock slopes – an example from Madeira island (Portugal)**. Nat. Hazards Earth Syst. Sci. V. 11, pp. 807–817, 2011.

OTTER J. R. H.; CASSEL A.C.; HOBBS, R.E. **Dynamic relaxation**. ICE Proceedings. V. 37 (4), pp. 723 –750, 1967.

PAHL, P. J. **Estimating the mean length of discontinuity traces**. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr. V. 18, pp. 221-228, 1981.

PÖTSCH, M. **The analysis of rotational and sliding modes of failure for slopes, foundations, and underground structures in blocky, hard rock**. Tese (Doutorado) - Technische Universität Graz. Graz, Austria, p. 237, 2011.

PRIEST, S. D. **Determination of discontinuity size distributions from scanline data**. Rock Mech. Rock Eng. V. 37 (5), pp. 347–368, 2004.

PRIEST, S. D. **Discontinuity analysis for rock engineering**. Chapman & Hall. Londres, 1993.

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

PRIEST, S.D. **Hemispherical projection in rock mechanics.** George Allen & Unwin. p 124, 1985.

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

SERAFIM, J. L.; PEREIRA, J. P. **Considerations of the geomechanical classification Bieniawski.** Proceedings on the International Symposium of Engineering Geology and Underground Constructions (Lisbon). I(II), pp. 33-24, 1983.

SINGHAL, B. B. S.; GUPTA, R. P. **Applied hydrogeology of fractured rocks: Fractures and discontinuities.** Springer Science, 2010.

SLOB, S.; HACK, H.R.G.K.; FENG, Q.; RÖSHOFF, K.; TUNNER, A. K. **Fracture mapping using 3D laser scanning techniques.** 11th congress of the International Society for Rock Mechanics, 2007.

SONG, J. J. **Estimation of areal frequency and mean trace length of discontinuities observed in non-planar surfaces.** Rock Mech. Rock Eng. V. 39 (2), pp. 131–146, 2006.

STROUTH, A.; EBERHARDT, E.; HUNGR, O. **The use of LiDAR to overcome rock slope hazard data collection challenges at Afternoon Creek, Washington.** 41st U.S. Symposium on Rock Mechanics (USRMS). Colorado, June 17-21, 2006.

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

STURZENEGGER, M.; STEAD, D. **Quantifying discontinuity orientation and persistence on high mountain rock slopes and large landslides using terrestrial remote sensing techniques.** Nat. Hazards Earth Syst. Sci. V. 9, pp. 267–287, 2009a.

STURZENEGGER, M.; STEAD, D.; ELMO, D. **Terrestrial remote sensing-based estimation of mean trace length, trace intensity and block size/shape.** Engineering Geology. V. 119, pp. 96–111, 2011.

STURZENEGGER, M.; YAN, M.; STEAD, D.; ELMO, D. **Application and limitations of ground-based laser scanning in rock slope characterization.** Rock mechanics: Meeting Society's challenges and demands. London, V. 1, pp. 29-36, 2007.

TAKAHASHI, T. **ISRM Suggested Methods for land geophysics in rock engineering.** International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. V. 41, pp. 885–914, 2004.

TERZAGHI, R. D. **Sources of error in joint surveys.** Geotechnique. V. 15, pp. 287-304, 1965.

WATHUGALA D.N.; KULATILAKE P.H.S.W. **A general procedure to correct sampling bias on joint orientation using a vector approach.** Comput. Geotech. V. 10, pp. 1–31, 1990.

WU, Q.; KULATILAKE, P.H.S.W AND TANG, H. **Comparison of rock discontinuity mean trace length and density estimation methods using discontinuity data from an outcrop in Wenchuan area, China.** Computers and Geotechnics. V. 38, pp 258–268, 2011.

ZHANG, L.; EINSTEIN H.H. **Estimating the mean trace length of rock discontinuities.** Rock Mech. Rock Eng. V. 31(4), pp. 217–35. 1998.

ZHANG, L.; EINSTEIN, H.H. **Estimating the intensity of rock discontinuities.** Int. J. Rock Mech. Min. Sci. V. 37, pp. 819–37. 2000.

ANEXO I:

Análise comparativa entre inspeções de “bate choco” e desenvolvimento de blocos chave controlados por descontinuidades em túneis antigos sem revestimento

ANÁLISE COMPARATIVA ENTRE INSPEÇÕES DE “BATE CHOCO” E FORMAÇÃO DE BLOCOS CHAVE CONTROLADOS POR DESCONTINUIDADES EM TÚNEIS ANTIGOS SEM REVESTIMENTO.

Pedro Pazzoto Cacciari¹; Renato Villas Boas Pereira²; João Paulo Monticeli³; Silvia Suzuki⁴; Fernando Sgavioli Ribeiro⁵; Marcos Massao Futai⁶

Resumo - A Estrada de Ferro Vitória Minas atravessa os estados de Minas Gerais e Espírito Santo, e possui 44 túneis ao longo de seu traçado principal, sendo que, grande parte deles foram escavado em rocha e não têm revestimento. Nos últimos anos alguns túneis têm apresentado problemas localizados de quedas de blocos, que levaram a companhia VALE S.A. a iniciar inspeções de “bate choco” a fim de remover estes blocos instáveis. Para verificar a eficiência deste trabalho em remover os blocos chave definidos pelas descontinuidades geológicas, foram realizados mapeamentos geológicos estruturais em quatro túneis, e as famílias de descontinuidades foram identificadas. Com isso, modelos de blocos chave foram gerados pelo software *Unwedge*, de modo a evidenciar as posições dos blocos instáveis na seção dos túneis, e compara-las com as posições e quantidades de blocos removidos e prospectados pelo “bate choco”. Os resultados mostram que, de modo geral, as maiores quantidades de blocos chocados coincidem com regiões instáveis, apontadas pela análise computacional. Entretanto, sem estudo preliminar, esta prática pode remover blocos que não apresentam riscos, alterando a geometria do túnel sem estudar as consequências. O túnel Naque apresentou a melhor correlação entre blocos abatidos pelo “bate choco” e análise das descontinuidades. Este mesmo túnel também apresentou maiores valores de blocos abatidos ou prospectado por metro, sendo portanto, associado ao maior risco de queda de blocos entre os quatro túneis avaliados.

Abstract - The Vitória Minas railway crosses the states of Minas Gerais and Espírito Santo, and has 44 tunnels along its main route. However, most of them were excavated in hard rock, and have no structural liners. In recent years, some tunnels have shown localized problems of falling blocks, which led the company VALE S.A. to initiate inspections and remove the unstable blocks. To verify the efficiency of this work, and check if the key blocks (defined by geological discontinuities) have been removed, structural geological mapping were performed in four tunnels and the families of discontinuities were identified. Thus, key blocks models were generated with the *Unwedge* software in order to show the position of the unstable blocks in the tunnel section, and compare them with the position and quantities of the removed and prospected unstable blocks by the maintenance inspections. The results indicate that, in general, the regions with largest quantities of removed and prospected blocks coincide with the unstable regions identified by computational analysis. However, without preliminary studies, this practice can remove blocks that do not pose a risk, changing the geometry of the tunnel without knowing the consequences. The Naque tunnel showed the best correlation between the removed blocks by maintenance and the analysis of discontinuities. The same tunnel also had the highest value for removed and prospected blocks per meter, and it is therefore associated with a higher risk of falling blocks between the four tunnel evaluated.

Palavras-Chave – Bate choco, blocos instáveis, Túneis em rocha.

¹ Escola Politécnica da USP: Cidade Universitária, São Paulo (SP), Brasil. Fone (11) 3091-9779, ppazzoto@usp.com

² Instituto de Geociências da USP: Cidade Universitária, São Paulo (SP) Brasil. Fone (11) 3091-9779, renato.villas.pereira@usp.br

³ Instituto de Geociências da USP: Cidade Universitária, São Paulo (SP) Brasil. Fone (11) 3091-9779, joao.monticeli@usp.br

⁴ Escola Politécnica da USP: Cidade Universitária, São Paulo Brasil. Fone (11) 3091-9779, silviasuzukiengenharia@gmail.com.br

⁵ VALE S.A.: Av. Dante Michelini, Vitória (ES) Brasil, fernando.sgavioli@vale.com

⁶ Escola Politécnica da USP: Cidade Universitária, São Paulo (SP) Brasil. Fone (11) 3091-9779, futai@usp.br

1) INTRODUÇÃO

A Estrada de Ferro Vitória-Minas (EFVM) liga a cidade de Belo Horizonte, passando pelo Quadrilátero Ferrífero (MG), até a região metropolitana de Vitória, e aos portos de Tubarão, Praia Mole e Barra do Riacho, no Espírito Santo. A ferrovia foi inaugurada em 13 de maio de 1904 e foi incorporada ao sistema logístico da VALE S.A. na década de 40, segundo a ANTF (Agência Nacional de Transportes Ferroviários). A Estrada de Ferro Vitória-Minas têm 905 km de extensão e atravessa diferentes estruturas geológicas como zonas fraturadas e descontinuidades. Ao longo de seu traçado principal têm 44 túneis, totalizando 27,8 km, sendo que grande parte deles foram escavados em rocha e não têm revestimento. Entretanto, nos últimos anos, alguns túneis têm apresentado eventuais quedas de blocos, que, em princípio, não apresentam risco de colapso generalizado, pois trata-se de obras construídas há décadas e regularmente são realizadas inspeções pela equipe de manutenção da VALE S.A.

A manutenção realizada nos túneis em rocha da ferrovia para remoção e prospecção de blocos soltos é denominado “*Bate Choco*” (BC). Este procedimento consiste em percorrer o túnel batendo na rocha com martelos ou barras de aço a fim de verificar o “*choco*” (blocos soltos ou parcialmente soltos cujo som emitido em uma pancada é diferente da rocha sã), como mostram as Figuras 1A e 1B. A partir do BC é possível estimar o volume de bloco potencialmente removíveis, e remover os blocos soltos (que se soltam na pancada do martelo ou com a força da barra de aço). A Figura 1C mostra o conjunto de blocos removidos com este procedimento, justificando a necessidade de manutenção.



Figura 1: (A e B) Remoção de um bloco nas parede do túnel Naque, Minas Gerais. (C) Conjunto de blocos removidos no mesmo túnel.

Não existe norma nem procedimento padronizado publicado para realização deste trabalho. O procedimento é extremamente rudimentar e depende de fatores incontroláveis, como: força física dos operadores, altura, disposição e dedicação para o trabalho, habilidade e etc. Nem mesmo a haste de ferro utilizada no abatimento, a velocidade do carro que carrega os operadores, a iluminação e outros equipamentos são normalizados. Nos túneis da EFVM, nos quais este trabalho é realizado, não existe uma investigação preliminar para determinar regiões críticas, nas quais mais esforço e dedicação deveriam ser aplicados para abatimento de possíveis blocos chave (cunhas formadas pelas descontinuidades). Mesmo durante a operação do bate choco não há acompanhamento de um geólogo, ou engenheiro especializado, para direcionar o trabalho ou caracterizar o maciço.

Todas estas fontes de erro indicam que não é possível confiar diretamente na eficiência do BC para abatimento dos blocos chave. Mesmo assim, alguma relação é esperada entre os a posição e quantidade dos blocos abatidos e/ou choco prospectado, e as cunhas instáveis, apontada pela análise das descontinuidades em projeção estereográfica. Desta forma, o objetivo deste trabalho é utilizar mapeamento geológico-estrutural básico dos túneis, para investigar a eficiência do BC no abatimento de blocos chave, que representam maior risco na operação da ferrovia. Com a análise

realizada, espera-se também, que recomendações e melhorias possam ser indicadas visando otimizar o procedimento para trabalhos de BC posteriores.

Dentro deste contexto, foi proposto pelo grupo de pesquisa da Escola Politécnica da USP o projeto de pesquisa TUNELCON (Futai et. al., 2013) para avaliar o comportamento mecânico de maciços rochosos. Inspeções iniciais de mapeamento geológico-estrutural básico foi realizado em quatro túneis (Eng° Guilman, Ana Matos, Naque e Monte Seco), cuja a localização está indicada pela Figura 2. O presente estudo se refere a fase inicial do projeto TUNELCON, que consistiu em compreender melhor as atividades de BC e verificar sua eficiência. As inspeções iniciais também serviram de base para escolha de um túnel, dentre os sete inspecionados, como objeto de estudos detalhados. O projeto TUNELCON irá realizar uma ampla pesquisa em Mecânica das Rochas em alguns túneis da EFVM, contando com análises numéricas, investigações geofísicas e mapeamentos geológico-estruturais via scanner a laser terrestre, com o objetivo geral de compreender este mecanismo de queda de blocos controlado por discontinuidades que ocorre neste túnel, após muitos anos de operação. A aplicação de mapeamento geológico por escaneamento a laser nesse projeto pode ser encontrado em Cacciari et. al. (2013).

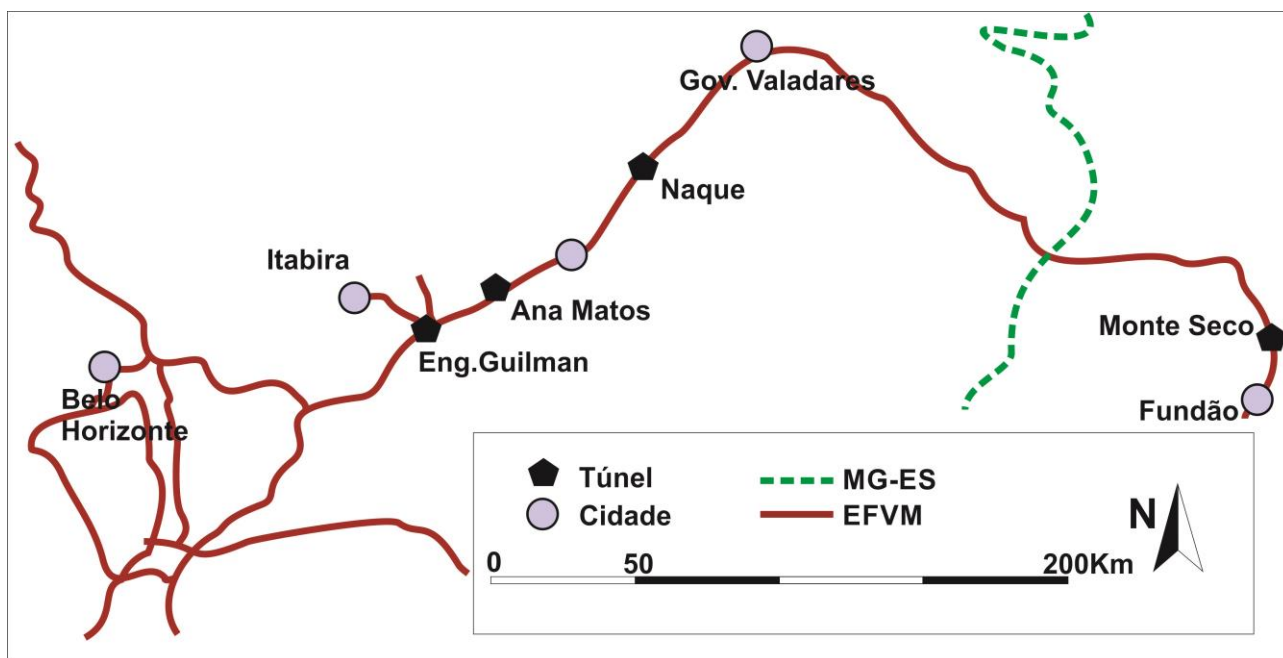


Figura 2: Localização dos túneis inspecionados da Estrada de Ferro Vitória-Minas.

2) METODOLOGIA

2.1) Mapeamento geológico-estrutural e análise das discontinuidades:

O procedimento para iniciar as atividades de pesquisa foi uma busca por documentos, projetos, mapas geológicos e relatórios técnicos dos túneis em rocha da ferrovia. Porém, não se conseguiu nenhum registro documental com as características dos maciços ou das obras. Desta forma, para conhecimento do estado geral dos túneis e obtenção de medidas geológicas e mapeamento básico, foram programadas campanhas de campo em alguns túneis, dos quais quatro estão indicados na Figura 2, e cujos resultados serão apresentados neste artigo. Antes da ida à campo, foram levantados os mapeamentos e trabalhos anteriores, disponíveis pelo Serviço Geológico do Brasil (CPRM) e de universidade, referentes as áreas nas quais os túneis estão inseridos. Desta forma, durante as atividades de campo, os litotipos foram reconhecidos e caracterizados em suas devidas unidades geológicas. Está mostrado na Figura 3 um dos mapas elaborados (Túnel Eng° Guilman) antes da inspeção de campo, no qual o trecho do túnel (em escala 1:35.000) foi compilado da folha Coronel Fabriciano 1:100.000 (CPRM, 2009). Este mesmo procedimento inicial foi repetido para os demais túneis visitados, mas os mapas não serão apresentados neste trabalho.

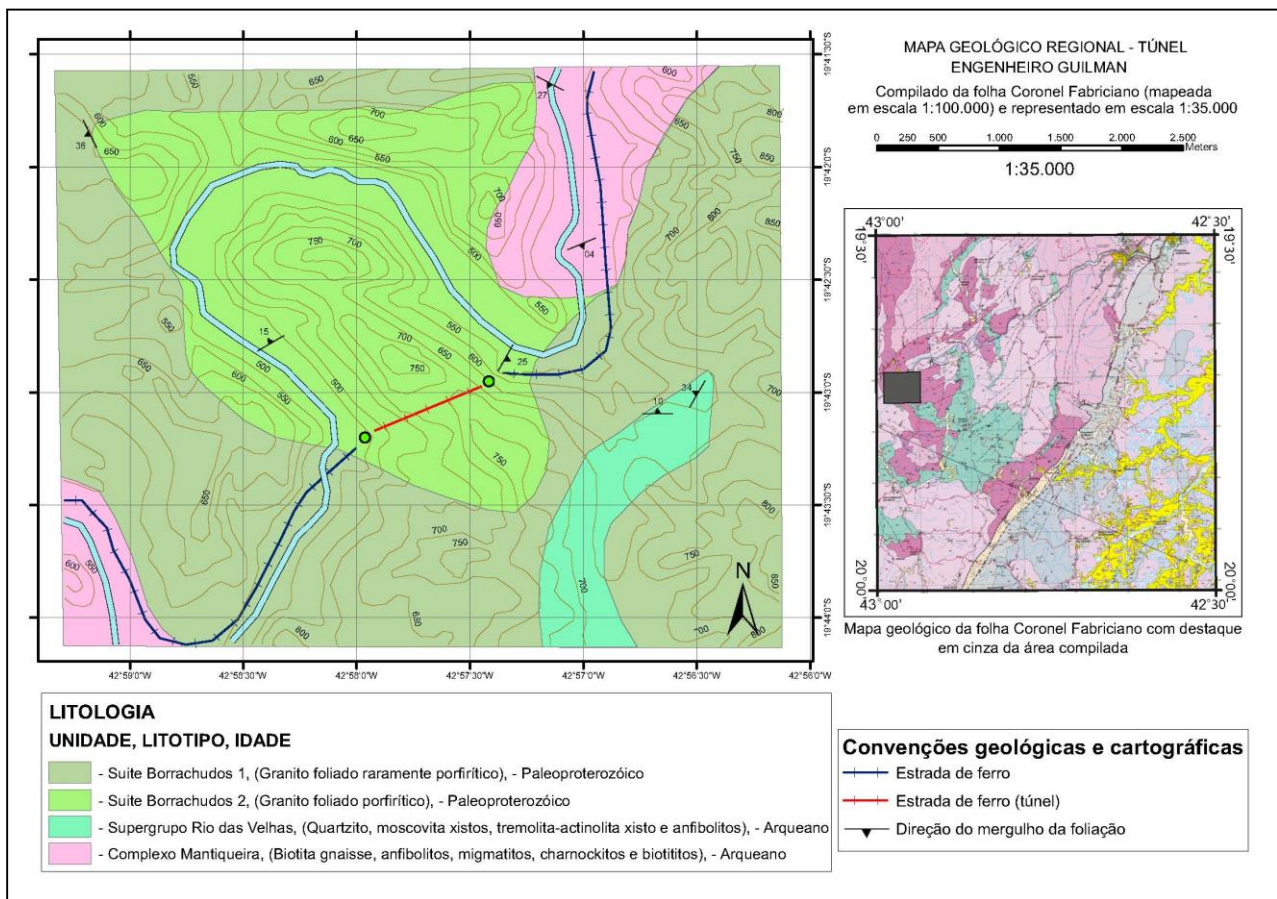


Figura 3: Mapa geológico regional do Túnel Engº Guilman (compilado da folha Coronel Fabriciano (CPRM, 2009).

O tempo disponível para as inspeções de campo era curto (de 30 minutos e 2 horas) e, em alguns casos, a visita foi feita apenas com iluminação por meio de lanterna de mão. Desta forma, não foi possível, nesta etapa, realizar análises detalhadas, como verificações de persistência, espaçamento ou preenchimento de fraturas, nem mesmo obter grandes quantidades de dados estruturais. Neste mapeamento as discontinuidades foram medidas com bússola geológica do tipo “Clar”, representando a direção do mergulho e o ângulo de mergulho dos planos (*Dip Direction/Dip*) e separadas por tipo (fraturas, falhas e foliações) e famílias (conjunto de atitudes similares). Para análise das discontinuidades foram plotados os polos de todos os planos medidos em projeção estereográfica (tipo Schmidt) utilizando o software *OpenStereo* (desenvolvido por pesquisadores do Instituto de Geociências da Universidade de São Paulo).

As discontinuidades foram separadas em famílias e as medianas foram calculadas. Estes planos foram inseridos no software *Unwedge* (desenvolvido pela companhia Rocscience Inc.), junto com o eixo do túnel e a geometria da seção dos túneis, para análise da posição e estabilidade de blocos chave. Este software analisa cunhas formadas somente por três planos, portanto, as fraturas e foliações mapeadas foram agrupadas de forma a não ultrapassarem mais de três grupos de estruturas por túnel. O critério de resistência adotado para as discontinuidades foi de Mohr-Coulomb. O ângulo de atrito foi considerado de 30°, tanto para as fraturas quanto para a foliação. A coesão foi considerada nula para as fraturas e de 1MPa para bandamentos e foliações. Os valores destes parâmetros foram reduzidos em alguns casos, para verificar a estabilidade de alguns blocos específicos.

2.2) Análise dos relatórios de bate choco (BC):

Para representar a área dos túneis, a empresa Toniolo-Busnello apresentou uma metodologia para identificação dos choccos, na qual o túnel é representado pela divisão da seção em níveis (Figura 4A). Forma-se assim um zoneamento do túnel formado pelos níveis e subdividido ao longo do eixo do túnel em cada metro (Figura 4B). Cada bloco removido, ou “choco” detectado foi identificado em um retângulo referente à sua posição no túnel (Figura 4B). Foram inspecionados

túneis duplos (duas linhas férreas na mesma seção) e simples (uma linha férrea na seção). Os níveis tem o mesmo tamanho nos dois casos, resultando em 11 níveis em túneis simples e 14 nos duplos. Neste mesmo trabalho a empresa realizou o estaqueamento no sentido Vitória - Belo Horizonte, tomando-se como estaca 0 m o emboque dos túneis. Com os dados dos relatórios de BC, foram gerados gráficos de quantidade (acumulada) de “choco” e blocos soltos por nível, separando assim, os blocos formados em cada região da seção do túnel (paredes e abóboda).

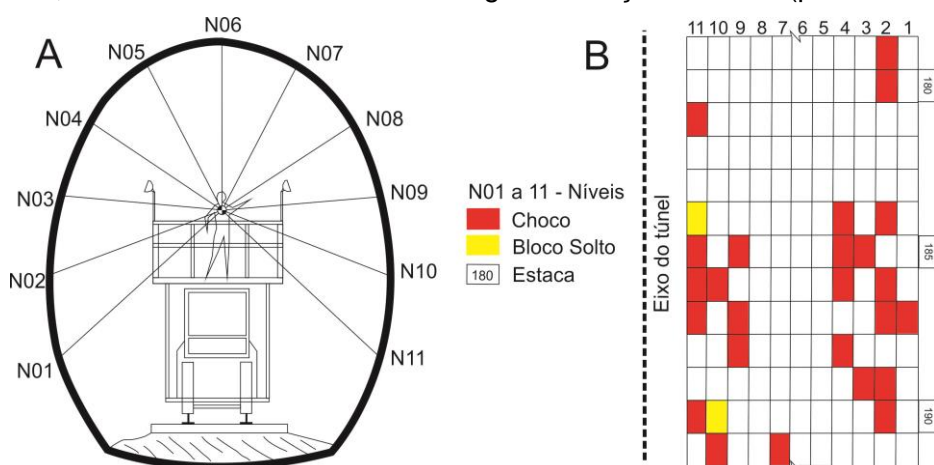


Figura 4: Exemplo da metodologia de “bate choco” realizado pela empresa Toniolo-Busnello. (A) separação da seção de um túnel simples (uma linha interna) em níveis. (B) Representação dos níveis ao longo do túnel com a localização de chocos e blocos soltos.

3) MAPEAMENTO GEOLÓGICO

Litologia: Os túneis Naque e Ana Matos, estão inseridos no complexo Mantiqueira. Segundo o mapeamento da folha Coronel Fabriciano (1:100.000) realizado pela CPRM em 2009, o complexo Mantiqueira tem como litotipo predominante o biotita-anfibólio ortognaisse, bandado de composição tonalítica a granítica (Noce et. al., 2007). No mapeamento geológico realizado nestes dois túneis, foi identificado este mesmo litotipo descrito na literatura. A alternância de bandas félsicas e máficas, com espessura variando entre alguns centímetros à dezenas de centímetros, é uma característica marcante desses gnaisses. No túnel Naque, foram identificadas espessas camadas de biotita (superiores a 15 cm) altamente alteradas. No túnel Ana Matos, Algumas camadas de anfibolito intercalavam com o gnaisse, concordantes com o bandamento.

O túnel Monte Seco está inserido no complexo Paraíba do Sul. Segundo o mapeamento geológico no milionésimo (1:1.000.000) realizado pela CPRM 2003 o litotipo predominante deste complexo é um gnaisse milonítico proterozóico com alternância de bandas félsicas e máficas. Em campo este litotipo foi identificado, caracterizado por uma foliação bem evidente pela orientação dos minerais em planos bem homogêneos. Os planos de foliação são caracterizados pelo alinhamento mineral das biotitas. Além deste mineral, a rocha é composta basicamente por quartzo e feldspatos granada e outros minerais ferromagnesianos (anfibólio e piroxênios). O maciço apresenta níveis feldspáticos, não foliados, de cristais muito bem formados (provavelmente ortoclásio pela coloração rosa clara) que podem atingir tamanhos superiores a 1 metro.

O túnel Engº Guilman está inserido em granitos foliados pertencentes a suíte Borrachudos. Segundo Fernandes et. al. (1994), esta unidade é caracterizada por granitos foliados e não foliados paleoproterozóicos que intrudiram o complexo Guanhões em aproximadamente 1.7 Ba. No mesmo trabalho, os autores descrevem a foliação, que confere aspecto orientado a estes granitos, de origem magmática, caracterizada pelo arranjo dos minerais máficos em níveis descontínuos. Neste túnel, o mapeamento de campo evidenciou estes granitos, compostos por biotita, quartzo, feldspatos, granada, muscovita e inossilicatos. A foliação foi observada em camadas ricas em minerais micáceos (biotita e muscovita) que geram planos de fraqueza na rocha.

Todos os túneis estão localizados em maciços graníticos e gnáissicos homogêneos. A Tabela 1 resume as unidades geológicas e litotipos, junto com informações geométricas e dimensionais importantes de cada túnel.

Tabela 1: Informações geológicas e geométricas dos túneis. Túneis com duas linhas (L1 e L2) separadas são simples e túneis com uma linha são duplos (duas vias no mesmo túnel).

TÚNEL	GEOLOGIA	ROCHA	DIREÇÃO DO	COMPRIMENTO DO TÚNEL (m)	
			EIXO TÚNEL	L1	L2
Naque	Complexo Mantiqueira	Gnáisse	N 62	265	-
Monte Seco	Complexo P. do Sul	Gnáisse	N 165	995	977
Ana Matos	Complexo Mantiqueira	Gnáisse	N 90	293	295
Eng. Guilman	Suite Borrachudos	Granito	N 66	1105	1121

Estruturas geológicas: Para simplificação das nomenclaturas, estruturas de foliação ou bandamento gnáissico foram simbolizadas como Sn. As demais famílias de fraturas foram simbolizadas F1 e F2. Todos os túneis apresentam estruturas Sn. O túnel Naque apresenta uma particularidade, em que o plano de bandamento está intensamente dobrado, de forma assimétrica, caracterizando dois flancos de dobra. Nos demais túneis, as estruturas Sn são planas ou pouco onduladas. Todos os túneis apresentam uma, ou mais, famílias de fraturas. A análise das discontinuidades e agrupamento em famílias está apresentado na Figura 5. Esta Figura mostra as projeções estereográficas de densidade de polos e planos medianos das estruturas para cada túnel. Para adotar um plano mediano para cada grupo de estruturas, foram considerados os pontos de máxima densidade de polos, de forma que não ocorressem mais de três famílias de descontinuidade para cada túnel (como era desejável para a análise de blocos que será apresentada em seguida).

As dobras assimétricas (evidenciadas no túnel Naque) não têm padrões simples, com pouca variação de atitude, como planos em fraturas. Desta forma, todos os dados medidos inseridos de N10E a S80W da projeção estereográfica foram considerados como variações das atitudes dos flancos das dobras. Entretanto, foram destacadas duas regiões com altas densidades de polos, interpretadas como flancos das dobras. Para viabilizar as análises com o *Unwedge*, cada flanco de dobra foi considerado como um plano de descontinuidade, com mesmas características das foliações mapeadas nos outros túneis.

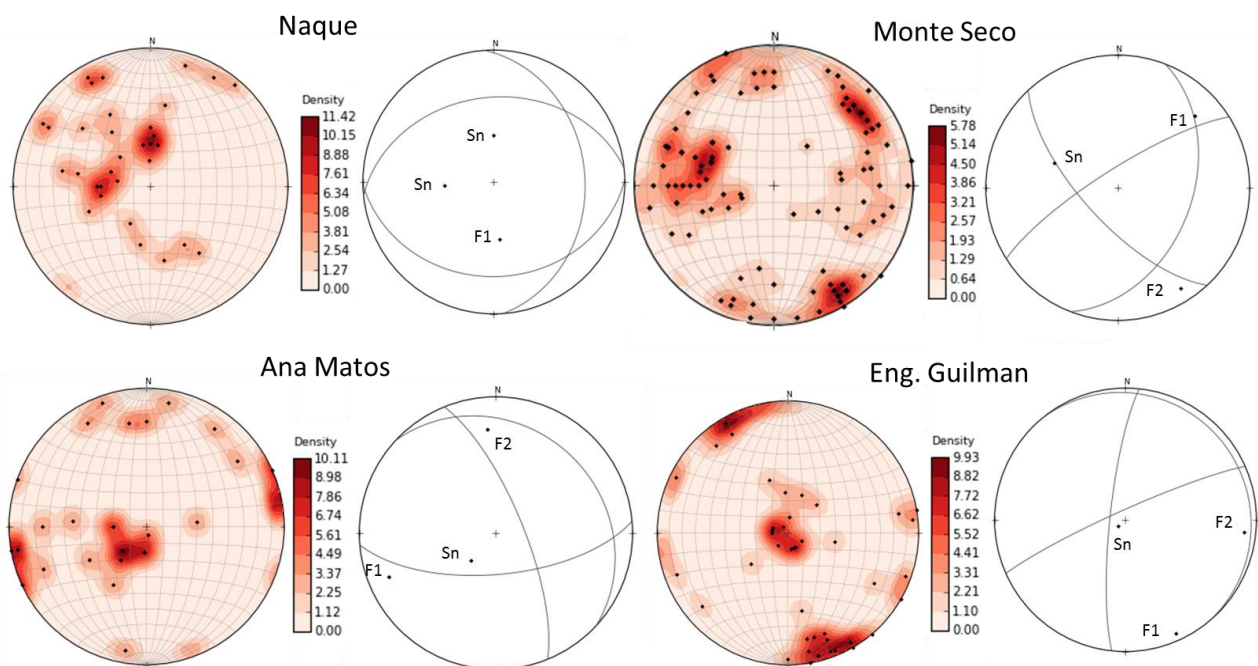


Figura 5: Projeções estereográficas de densidade de polos e planos medianos dos túneis mapeados.

A definição de alguns planos medianos (F1 no túnel Naque, F2 no túnel Ana Matos, e F2 no túnel Eng° Guilman), contou com o auxílio de anotações de campo e interpretação de fotografias, pois, nestes casos, não se caracterizaram boas concentrações de polos na projeções. Boa parte das fraturas medidas são subverticais (F2 no túnel Monte Seco, F1 no túnel Ana Matos e F1 no túnel Eng° Guilman), com altos ângulos de mergulhos variando em sentidos opostos. As interferências destas variações na formação de blocos instáveis foram verificadas, e, quando existentes, os resultados foram mostrados para os dois casos (como ocorreu para o túnel Eng° Guilman, apresentado na Figura 6C). A Tabela 2 resume as variações das famílias interpretadas e os planos medianos adotados para cada túnel.

Tabela 2: Variação das medidas de estruturas geológicas nos túneis da EFVM mapeados.

TÚNEIS		Naque (32 dados)	Monte Seco (93 dados)	Ana Matos (24 dados)	Eng. Guilman (43 dados)
V A R I A Ç Ã O	Sn	80°-150°/10°-30° ; 120°-180°/50°-75°	70°-115° /50°-90°	Sub-H / 0° - 30°	Sub-H / 0° - 25°
	F1	330° - 30°/40°-70°	205° - 270° /70° - 90°	50° - 95°/70° - 90°	320°- 360°/70° - 90°; 140°-180°/70°-90°
	F2	-	300° - 10°/70° - 90°; 150° - 210°/30° - 60°	160° - 200°/60 - 85	250°- 300°/65°- 85°
M E D I A N A	Sn	86°/31° ; 179°/29°	111°/43°	42°/21°	50°/06°
	F1	354° / 36°	227°/68°	67°/73°	336°/84° ; 150°/84°
	F2	-	327°/78°	175°/65°	276°/80°

3) COMPARAÇÃO ENTRE DADOS DE BC E ANÁLISES DE BLOCOS CHAVE

Os relatórios de BC exemplificados na Figura 4B foram analisados, e para poder quantificar os dados de “choco” e blocos soltos foram agrupados por níveis e somados (Figura 6). Desta forma, é quantificado o abatimento de blocos, ou potencial de formação de blocos em cada posição da seção do túnel. As medianas interpretadas pelas projeções estereográficas foram inseridas no programa *Unwedge* para posicionamento dos blocos chave.

Para representar as regiões nas quais cada tipo de cunha pode se formar, abrangendo todos os níveis das seções, foram representados os blocos de maiores dimensões, com as descontinuidades tangenciando as seções dos túneis. Desta forma, qualquer bloco menor, formada por espaçamentos ou persistências inferiores, está inserido dentro da região do bloco representado. A Figura 6 mostra estas análises onde estão representados apenas os blocos instáveis de cada túnel. As seções 1 e 2 (Figuras 6A, 6B e 6C) foram geradas com variações de diferentes parâmetros que serão detalhadas a seguir.

Em todos os túneis, verificou-se a formação de blocos instáveis nas regiões do teto e das paredes. De fato, nas prospecções de BC, são abatidos blocos em todos os níveis, porém, nos gráficos apresentados, é possível observar uma tendência geral de maiores concentrações nos níveis associados às paredes. Isso pode ser explicado pelo fato de que, em todos os casos, os blocos que se formam no teto estão relacionados aos menores fatores de segurança, e provavelmente caíram durante, ou logo após a escavação. Os blocos que se formam atualmente nas paredes podem estar ligados aos processos de degradação da rocha, deformação lenta ou alívio de tensões, que, com o tempo, resultam em perda de resistência.

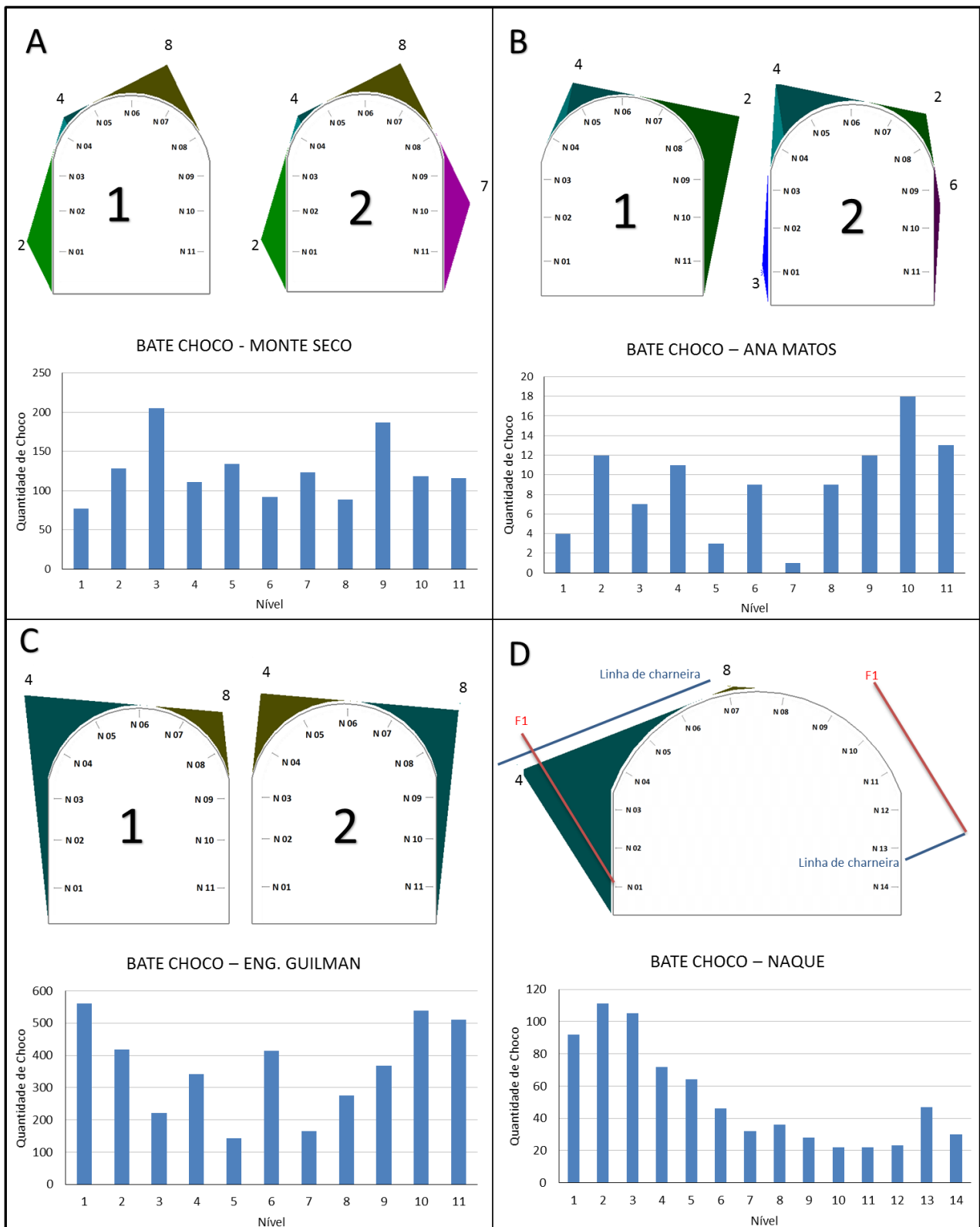


Figura 6: Comparação entre dados do “bate choco” e análises do *Unwedge*.

O BC do túnel Monte Seco (Figura 6A) mostrou uma distribuição aproximadamente homogênea, com exceção de dois picos nos níveis 9 e 3. A análise de blocos chave neste túnel mostrou que blocos podem se formar em qualquer posição da seção do túnel. Na parede direita do túnel blocos se formam apenas quando a coesão nos planos de foliação assume valores inferiores a 1 MPa (bloco 7 da seção 2 na Figura 6A), portanto, os altos valores encontrados no nível 9 poderiam ser justificados por perda de coesão em alguns planos de foliação onde predominam micas.

O BC no túnel Ana Matos (Figura 6B) apresenta um aspecto mais heterogêneo, com uma pequena tendência a maiores concentrações nos níveis de 1 a 4, uma queda na região do teto, e um aumento claro até o nível 11. A associação deste suave aumento nos primeiros níveis com formação de blocos chave só existiria em um caso como o representado na seção 2 (Figura 6B) pelo bloco 3. Este bloco é gerado pela alteração do ângulo de mergulho da família F2 (Figura 5) de 65° para 85°, e considerando a coesão nula no plano de foliação. Apesar da possibilidade de variação dos planos de descontinuidade, a situação dos parâmetros mecânicos imposta para formação do bloco 3 é improvável. Portanto, não é possível relacionar o BC com a formação de blocos chave nestes níveis. Por outro lado, o evidente aumento identificado nos últimos níveis do BC pode estar associado com a instabilidade dos blocos na parede direita da seção 1, onde o bloco 2 representa uma larga faixa instável, mesmo com valores de coesão iguais, ou pouco superiores, a 1MPa.

O túnel Eng° Guilman (Figura 6C) apresentou um padrão simétrico, com alta concentração de blocos nos níveis das paredes e menores valores no teto (com exceção do nível 6). Estes níveis altos nas duas paredes podem ser justificados pela característica da família de fratura F2 (Figura 5). Estas fraturas são subverticais e tem duas direções de mergulho bem definidas, ora pra norte, ora para sul. Esta alternância de atitude pode gerar os dois padrões representados nas seções 1 (F2 para norte) e 2 (F2 para sul). Este fato justifica as altas concentrações do BC nas duas paredes, considerando a hipótese de que boa parte dos blocos da região do teto (os mais instáveis) provavelmente caíram em outras etapas da obra.

Por último, o túnel Naque (Figura 6D) apresentou a correlação mais clara entre os analisados. Neste caso, o BC mostrou uma evidente concentração de blocos na parede esquerda, dos níveis de 1 a 5, caindo progressivamente até o nível 10, com um suave aumento nos dois últimos (13 e 14). Este resultado está claramente associado à formação do bloco 4 na Figura 6D. Apesar de utilizar uma ferramenta pouco apropriada para representar as dobras (como dois planos de foliação), o comportamento geral do maciço, verificado nos padrões de cunhas e nas prospecções de BC, foi similar. Para compreender melhor este mecanismo, está representada na Figura 6D a linha de charneira das dobras (interpretada com a interseção dos dois planos S_n) e as fraturas F1. A linha de charneira representa o bandamento, que na parede esquerda é o limite superior do bloco, e na direita é o limite inferior do bloco. É possível notar que os blocos formados na parede direita são geometricamente mais estáveis e, além disso, nesta situação, valores baixos de coesão impediriam o cisalhamento nos planos S_n .

Os gráficos mostram que são abatidos, ou reconhecidos, blocos chocos (em baixas ou altas quantidades) em todos os níveis dos túneis, mesmo onde as análises de blocos chave indicam como regiões estáveis. Isto pode ser explicado por dois fatores: A variação de atitude das descontinuidades, que podem formar blocos em posições bem diferentes. E que nem todos os blocos instáveis são definidos pelas descontinuidades, podendo ser atribuídos a outras causas, como pequenas variações litológicas e fraturas irregulares geradas por detonação de explosivos na época da construção. A análise feita com planos medianos das descontinuidades medidas ao longo de todo túnel não pode representar os blocos localmente, mas sim ser comparada com um padrão geral. Uma análise mais detalhada poderia ser feita, considerando trechos do túnel com padrões de descontinuidades mais localizados e suas referentes porções nos relatórios de BC, mas, para isso, seria necessário um mapeamento geológico extremamente detalhado, tirando medidas tanto nas paredes quanto no teto dos túneis.

Para hierarquizar o risco de queda de blocos dos quatro túneis estudados, com base nos dados de bate choco, foram calculadas as médias de blocos abatidos ou prospectados por metro para cada túnel, tanto em toda a seção quanto no teto (somando o nível mais alto de cada parede e os níveis do teto). A Tabela 3 mostra o resultado.

Tabela 3: Hierarquia de risco dos túneis

TÚNEL	Naque	Monte Seco	Eng° Guilman	Ana Matos
Blocos/m	2,75	1,41	1,78	0,34
Blocos/m no teto	1,22	0,96	0,87	0,18

O túnel Naque apresenta os maiores valores de blocos por metro, tanto para toda a seção quanto para o teto, portanto, pode ser considerado o túnel de maior risco de queda de blocos. O túnel Ana Matos, apresenta valor de blocos por metro muito menor que os demais, portanto é considerado o túnel de menor risco entre os analisados. O túnel Monte Seco foi associado ao segundo maior risco pelo fato de mostrar maior valor de blocos por metro na região do teto do que o túnel Eng° Guilman. Apesar da hierarquização estabelecida, estes dois últimos túneis apresentam condições gerais semelhante nesta comparação. A metodologia usada pode ser aplicada aos demais túneis da EFVM, o que possibilita fazer uma análise comparativa, que seria útil para a manutenção dos túneis.

4) CONCLUSÕES

De modo geral, foi possível estabelecer uma relação entre os dados de BC e as análises de blocos chave. A existência desta relação indica que o BC está removendo os blocos mais instáveis, controlados pelas discontinuidades e outros fatores. Entretanto, uma avaliação previa das discontinuidades para realização do BC é importante e pode direcionar os trabalhos a inspecionar, com mais atenção, as regiões mais críticas dos túneis. Deve-se considerar a estabilização de alguns blocos, que quando removidos, podem causar a instabilidade de outros, e alterações excessivas da geometria das seções dos túneis, que podem resultar em modificações no estado de tensões nos seus entornos.

O túnel Naque apresentou a melhor correlação entre a análise computacional de blocos chave e o BC. Além disso, demonstra altos valores de blocos por metro, tanto na região do teto quanto nas paredes. Os túneis Monte Seco e Eng° Guilman também apresentaram valores altos de blocos por metro no teto. Estes fatores sugerem que mais atenção deve ser dada a estes túneis nos trabalhos de manutenção, e trabalhos analisando o BC localmente com mapeamentos geológicos detalhados, podem contribuir e dar continuidade a este estudo.

AGRADECIMENTOS

Os autores agradecem o apoio da VALE S.A., CAPES e CNPq pelo apoio financeiro.

BIBLIOGRAFIA

CACCIARI, P.P.; SUZUKI, S.; ITO, W.H.; CEPEDA, A.A.; RIBEIRO, F.S.; FUTAI, M.M. (2013). "Avaliação do estado de túneis antigos em rocha da estrada de ferro Vitória-Minas". Aceito in Anais do 55° Congresso Brasileiro de Concreto CBC2013.

CPRM. (2003). Serviço Geológico do Brasil. "Base cartográfica digital obtida por generalização (convênio IBGE/ANEEL/CPRM), a partir das folhas da Carta Internacional do Mundo ao Milionésimo". Editadas pelo IBGE e modificadas pela CPRM/GEOAMBIENTE.

CPRM. (2009). Serviço Geológico do Brasil. "Mapa geológico da folha Coronel Fabriciano". Programa Levantamento Geológico Básico do Brasil, Anexo I, escala 1:100.000.

FERNANDES, M.L.S.; MARCIANO, V.R.P.R.O.; OLIVEIRA, R.C.; NEVES, J.M.C.; DILÁSCIO, M.V.; (1994). "Granitos borrachudos: Um exemplo de granitogênese Anorogênica na porção central do estado de Minas Gerais". Geonomos, 2 (2): pp 23-29.

FUTAI, M. M.; BITTENCOURT, T.N.; CONCEIÇÃO NETO A. P.; BECK A.; BETIOLI D.; SUZUKI S.; ITO, W.H.; CACCIARI P.P. (2013). "Uso de técnicas de confiabilidade para diagnosticar o estado de túneis em rocha e desenvolvimento de instrumentos para monitoração geotécnica". Relatório interno VALE, São Paulo, Brasil. p. 158.

NOCE, C.M.; PEDROSA-SOARES, A.C.; SILVA, L.C.; ALKMIM F.F. (2007). "O embasamento arqueano e paleoproterozóico do orógeno Araçuaí". Genomos, v.15, n. 1, p.17-23.

ANEXO II:
**Correlação entre índice físicos e análise petrográfica na
determinação do grau de alteração de um gnaisse.**

Correlação entre índices físicos e análise petrográfica na determinação do grau de alteração de um gnaisse

João Paulo Monticeli

Universidade de São Paulo, São Paulo, Brasil, jpmonticeli@gmail.com

Pedro Pazzoto Cacciari

Universidade de São Paulo, São Paulo, Brasil, ppazzoto@gmail.com

SilviaSuzuki

Universidade de São Paulo, São Paulo, Brasil, silviasuzukiengenharia@gmail.com

Marcos Massao Futai

Universidade de São Paulo, São Paulo, Brasil, futai@usp.br

RESUMO:

Alguns túneis da Estrada de Ferro Vitória-Minas têm apresentado eventuais quedas de blocos, que, a princípio não apresentam risco generalizado. O projeto TUNELCON, parceria entre a empresa Vale e a Poli – USP, busca estudar o comportamento geomecânico dos túneis desta ferrovia. Dentre desse contexto, a caracterização geológica geotécnica é uma ferramenta fundamental no entendimento do maciço rochoso. Um dos itens da caracterização é o grau de alteração da rocha. Essa característica será analisada sob a perspectiva mineralógica e dos índices físicos (densidade, porosidade e absorção de água) a partir de análise de lâminas petrográficas, difratometria de raio X e corpos de prova em rocha. Foram utilizados testemunhos das sondagens SR 01, SR 02 e SR 03 localizados próximo ao emboque Sul do túnel estudado. A análise da alteração através das lâminas petrográficas e da difratometria de raio X se mostrou conclusiva, apontando ainda a presença de minerais expansivos nos estágios de alteração avançados. Já através dos índices físicos foi possível traçar intervalos dos valores de porosidade e absorção nos estados de alteração.

PALAVRAS-CHAVE: Grau de alteração, petrografia, índices físicos, difratometria de raio X.

1 INTRODUÇÃO

A Estrada de Ferro Vitória-Minas têm 905 Km de extensão e possui ao longo do seu traçado principal 44 túneis, totalizando 27,8 km, sendo que grande parte deles foram escavados em rocha e não têm revestimento. Nos últimos anos alguns túneis têm apresentado eventuais quedas de blocos, que, a princípio não apresentam risco generalizado. Foi proposto um projeto de pesquisa, TUNELCON, parceria entre a empresa Vale e a Poli - USP no intuito de estudar o comportamento geomecânico dos túneis através de ensaios de laboratório,

escaneamento a laser 3D, eletrorresistividade (Pereira 2013) e análises numéricas. Um dos túneis está localizado próximo aos municípios de João Neiva e Ibirapu no Estado de Espírito Santo, onde nos últimos anos, o mecanismo de queda de blocos está sendo estudado de forma detalhada, como em Cacciari et al (2013).

Dentro desse contexto, a caracterização geológica geotécnica é o passo inicial na aquisição de informações servindo, após criteriosa análise, à setorização e classificação geomecânica dos maciços para obras de taludes, barragens e túneis.

A caracterização consiste, portanto, de

levantamento detalhado de informações geológicas, geotécnicas e físico-mecânicas do maciço rochoso a partir de investigações de campo e de sub superfície (sondagens), além de ensaios laboratoriais.

Um dos itens da caracterização é o grau de alteração da rocha, que em muitos casos, é realizada simplesmente com base em propriedades tátil - visuais (cor, brilho, coerência, dureza dos minerais, resistência ao golpe do martelo de geólogo etc.).

Neste trabalho será analisado os estados de alteração de três testemunhos de sondagens (SR 01, SR 02 e SR 03) retirados próximo do Túnel sob a perspectiva dos minerais constituintes da rocha (primários e de alteração) e dos índices físicos (densidade, porosidade e absorção de água). Para tanto foram realizadas análises detalhadas de lâminas petrográficas e difratometria de raio X, além do ensaio de índice físicos.

2 GEOLOGIA REGIONAL

O túnel localiza-se no Domínio Paraíba do Sul do Cinturão Orogênico Araçuai da Província Mantiqueira, como pode ser visto na Figura 1. Esse complexo possui uma assembléia rochosa formada por gnaisses, kinzigitos, micaxistos, metagrauvacas e anfibolitos, com grau metamórfico baixo a médio podendo chegar a alto, atingindo a anatexia (fusão) nas porções mais distantes do cráton São Francisco. A compartimentação estrutural é marcada por zonas de cisalhamento de direção NNW – SSE as quais formam grandes lineamentos topográficos observados em imagens de satélite, Hasui (2012).

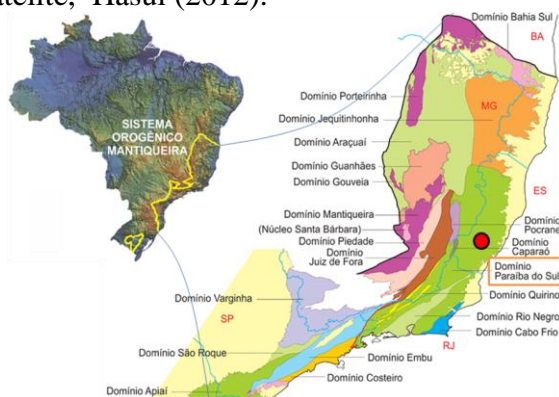


Figura 1. Mapa geológico da Província Mantiqueira com o Complexo Araçuai e Ribeira, em detalhe a região do

estudo, Hasui (2012).

3 METODOLOGIA

Para dar início a pesquisa, primeiramente, foi realizada a classificação geológica geotécnica dos testemunhos em rocha das sondagens (SR 01, 02 e 03), Monticeli (2014). Foram contemplados todos os itens usuais nesse procedimento: litologia, recuperação, RQD, grau de fraturamento, de coerência, de alteração, condições e preenchimento das descontinuidades etc. É preciso frisar que nenhuma amostra de solo foi submetida a classificação e aos ensaios posteriores.

Nessa fase foi utilizada a tabela de grau de alteração para gnaisses, migmatitos, granitos e granitóides de Tognon et al 1981 apud ABGE (2013) que possui 4 estados de alteração: A1 - praticamente sã, A2 - mediamente alterada, A3 - alterada e A4 - muito ou extremamente alterada.

O procedimento utilizado para setorizar tais graus consiste na determinação dos estados extremos, isto é rocha praticamente sã, sem alteração e com maior resistência ao golpe do martelo, e rocha muito ou extremamente alterada, com maior alteração e menor resistência ao golpe. Posteriormente, realizou-se a gradação entre os estados extremos.

A classificação dos testemunhos está resumida a seguir:

A sondagem SR 01 apresenta o seguinte perfil: trecho inicial de fragmentos de rocha muito alterada A4 (0,30 m) intercalados com 5 m de solo, seguindo-se trecho de 1,50 metros de rocha com grau de fraturamento F3 a F2, com grau de alteração A3 a A2, grau de coerência C2/C3 e RQD em torno de 90%; no restante da amostragem a sondagem apresenta grau de fraturamento F1 a F2, RQD em torno de 100%, grau de coerência C1, grau de alteração A1 e A2 com uma singular fratura sub horizontal muito a extremamente alterada A4 e grau de coerência C3. A sondagem SR 02 apresenta o seguinte perfil: trecho inicial de 0,50 metros com grau de alteração A3/A2, grau de coerência C2 e grau de fraturamento F3 e com RQD 60%, no resto do testemunho a rocha apresenta-se homogênea na perspectiva das propriedades geotécnicas: A1, C1, F1 a F2 e RQD 100%. A sondagem

SR 03 apresenta o seguinte perfil: trecho inicial de 0,80 metros de rocha com grau de alteração A3 a A2, grau de coerência C2, fraturamento F4 a F2 e com RQD 50 a 70 %, o trecho restante apresenta grau de alteração A1, grau de coerência C1, fraturamento F1 e RQD em 100%.

Uma vez feita à classificação geológica geotécnica dos testemunhos de sondagem foram selecionadas as amostras para os ensaios de índices físicos, petrografia e difração de raio X. A Tabela – 1 apresenta a distribuição das amostras para cada ensaio no estado de alteração tátil – visual realizado previamente. As amostras (L), (C.Ps), e (X) correspondem as lâminas, aos corpos de prova e as lâminas de raio X, respectivamente.

Tabela 1 – Distribuição das amostras para os ensaios. Grau de alteração tátil visual classificado previamente.

	Comp. (m)	Trecho em Rocha (m)	A1	A1/A2	A2	A2/A3	A3	A4
SR 01	40,00	30,65 ao 40,00	L3, X 4, X 6, X 8	CP 2	L5, L6, CP 3, CP 4, CP 5, X 7	L2, CP 1, CP 8, X3	L1, L4, X 1, X 2, X 5	
SR 02	42,33	30,50 ao 42,33	CP 6					
SR 03	32,15	21,50 ao 32,15	CP 7			L8		L7, CP 9

A SR 01 foi investigada com maior números de amostras, pois apresenta maior variação da alteração ao longo do testemunho.

3.1 PETROGRAFIA

O maciço rochoso é formado por um gnaiss bandado com granulação fina a grossa, textura granoblástica a grano – lepidoblástica e com grau metamórfico alto (fácies granulito). Como minerais principais o gnaiss é constituído por: quartzo, feldspato alcalino, plagioclásio, biotita, cordierita, granada, sillimanita e orto/clinopiroxênio; e acessórios: opacos/espínélio, clorita, sericita, carbonato e monazita, Monticeli (2014).

A descrição e análise de lâminas petrográficas busca auxiliar o conhecimento estrutural, textural e mineralógico da rocha. Dando foco a alteração, a apreciação também se

estendeu a perspectiva da mineralogia e seu mecanismo físico químico de ocorrência.

Segundo a norma brasileira ABNT NBR 15845:2010, Frazão (2012), Pola et al (2012) e Heidari et al (2013), do ponto de vista petrográfico, o estado de alteração de uma rocha é dado pelos grau de alteração dos minerais primários, abundância dos minerais secundários, quantidade de vazios, presença/quantidade e tipo de microfissuras e presença de argilos minerais.

Segundo Aires-Barros 1971 e 1999 apud Frazão (2012), a alteração é resultado da decomposição e desagregação dos minerais formadores da rocha pela transformação de minerais primários para secundários, eventualmente para terciários A decomposição é relacionada a processos físico-químicos de substituição, dissolução, hidratação, hidrólise e oxirredução dos minerais menos estáveis nas condições atmosféricas. A desagregação é um processo físico correspondente a perda da coesão dos minerais, afrouxamento das ligações químicas entre os retículos cristalinos dos minerais. A decomposição e desagregação podem ocorrer em associação, mas não necessariamente.

Para Velde (1995), as reações que ocorrem na interface sólido (mineral) – líquido (solução de alteração) são fundamentais para o entedimento da alteração. Tais reações desestruturam as redes cristalinas dos minerais pela troca de cátions alcalinos e alcalinos terrosos pelos íons H^+ e OH^- , e subsequente lixiviação de componentes. Cada fissura intra ou inter cristalinas, poros/vazios e contatos entre os minerais são micro locais de interação sólido-líquido. É neste contexto que os autores aplicam o conceito de micro sistema para identificação dos locais onde ocorre a alteração. Os processos químicos de transformação mineral são controladas pelo equilíbrio químico entre as fases de cada micro local. Em um micro sistema há 3 fases fundamentais: minerais primários, minerais de alteração e fluidos.

Ao atribuir características qualitativas a cada estado de alteração observado nas lâminas passou-se a analisar a alteração dos cristais em apenas três graus: A1 - sã a pouco alterado, A2 - mediamente alterado e A3 - muito a

extremamente alterado. Tentou-se obter um padrão ou ordem de aparecimento dos minerais secundários e terciários (lâminas e difratometria de raio X). Os principais minerais também foram analisados segundo o microfissuramento e seu material de preenchimento quando existente. Ainda durante a descrição das lâminas, os vazios, quando encontrados, foram contabilizados e suas dimensões medidas. Nas Figuras 2 e 3 estão apresentadas as fotomicrografias das amostras L4 e L6 onde as propriedades caracterizadas podem ser observadas.

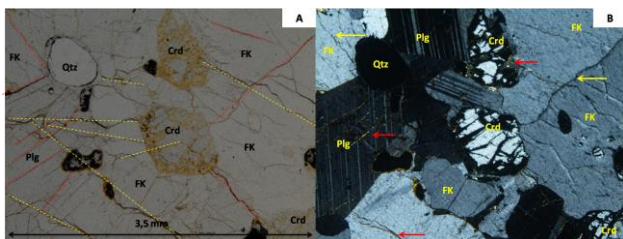


Figura 2. Fotomicrografia L4. Procedimento adotado para caracterizar o microfissuramento: intracristalino (retas tracejadas em vermelho) e intercristalino (retas tracejadas em amarelo); os vazios e suas dimensões, e o preenchimento dos cristais quando presente (setas em vermelho) ou não (setas em amarelo). Polarizador paralelo (A) e polarizador cruzado (B).

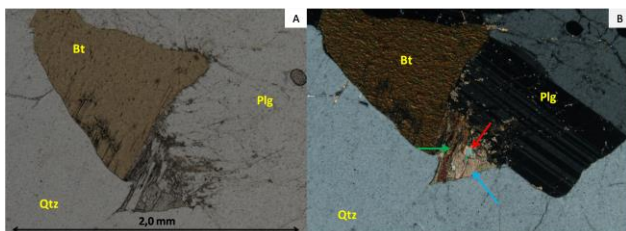


Figura 3. Fotomicrografia L6. Em detalhe microsistema na prática petrográfica. Minerais de alteração, carbonato e sericita, formam-se pela hidrólise da associação biotita e plagioclásio.

3.2 DIFRATOMETRIA DE RAIOS X

A difratometria consiste de um fenômeno físico de dispersão dos raios X devido a incidência nos átomos, nas moléculas e na rede cristalina dos minerais, Gomes (1984). Uma das principais aplicações dessa propriedade é a identificação dos argilos minerais não observados ao microscópio.

Segundo Gomes (1984), cada mineral possui seu espectro de difração característico

dado pelo espaçamento interplanar da estruturas cristalinas. Essa característica é intrínseca de cada mineral, como a densidade, o índice de refração, o ângulo óptico e o ângulo de extinção; e quando combinada e analisada permite a identificação dos minerais.

O procedimento do ensaio consiste em isolar os argilos minerais da rocha nos diferentes graus de alteração e submetê-los a análise. Para isolar a fração fina é necessário a moagem da amostra e posterior decantação em uma solução composta por pirofosfato de sódio ($\text{Na}_2\text{P}_2\text{O}_7$), agente defloculante, e água destilada. Essa solução é agitada por três minutos para posterior decantação, período de duas horas. Prosegue-se então com a pipetagem em trecho inicial, cinco centímetros de profundidade da proveta. Despeja-se o líquido da pipeta em uma lâmina para impregná-la com os minerais e aguarda-se a secagem natural para posterior ensaio.

Com o intuito de promover a identificação dos grupos dos minerais foi utilizada a técnica de glicolagem nas amostras que apresentaram pico em torno de 14 A° . Segue abaixo a Tabela 2 apresentada por Frazão (2012) para os possíveis tratamentos. Os resultados estão apresentados no item 4.2.

Tabela 2. Tabela de identificação de argilo minerais por difratometria de raio X. (*) Amorfização da caulinita.

Grupos	Tratamentos			
	Natural	Etileno glicol	Aquec. $300^\circ/2\text{h}$	Aquec. $500^\circ/2\text{h}$
Caulinita	$\sim 7 \text{ A}^\circ$	$\sim 7 \text{ A}^\circ$	$\sim 7 \text{ A}^\circ$	*
Illita	$\sim 10 \text{ A}^\circ$	$\sim 10 \text{ A}^\circ$	$\sim 10 \text{ A}^\circ$	$\sim 10 \text{ A}^\circ$
Clorita	$\sim 14 \text{ A}^\circ$	$\sim 14 \text{ A}^\circ$	$\sim 14 \text{ A}^\circ$	$\sim 14 \text{ A}^\circ$
Vermiculita	$\sim 14 \text{ A}^\circ$	$\sim 14 \text{ A}^\circ$	$\sim 10 \text{ A}^\circ$	$\sim 10 \text{ A}^\circ$
Esmectita	$\sim 14 \text{ A}^\circ$	$\sim 17 \text{ A}^\circ$	$\sim 10 \text{ A}^\circ$	$\sim 10 \text{ A}^\circ$

3.3 ÍNDICE FÍSICOS

O ensaio de Índices Físicos consiste na definição dos valores de porosidade, densidade e absorção para rochas. Como apontado por Kahraman (2001 e 2002), Khandelwal (2010), Pola (2011), Frazão (2012), e Heidari (2013) tais propriedades da rocha são sensíveis a alteração servindo para quantificar cada estado.

O ensaio de índices físicos foi realizado conforme os procedimentos descritos na norma

ABNT NBR 15845 (ABNT, 2010) e as diretrizes de Frazão (2012). Para definir cada intervalo do grau de alteração foi utilizado como suporte o índice de Ladeira e Minette (1984) apud Frazão (2012). Este índice compara as amostras entre si a um dado estado de alteração. Tal comparação se faz entre a amostra menos alterada e as demais com o objetivo de caracterizar quão alterada uma amostra está em relação a amostra menos alterada nessa amostragem. Os índices variam de zero (rocha sã) a um (rocha alterada). Os resultados foram analisados no item 4.3.

4 RESULTADOS E ANÁLISES

4.1 PETROGRAFIA

Após uma descrição geral das lâminas percebeu-se que existiam certos minerais indicadores de alteração: os feldspatos, a cordierita, os piroxênios e a biotita.

Dentre esses, a cordierita e a biotita, de presença moderada, foram fundamentais na determinação dos estados de alteração, pois apresentam certo padrão no aparecimento dos minerais de alteração, bem como notável relação do seu fissuramento e preenchimento mineral. Segundo Nesse (2000), com o intemperismo a cordierita altera-se para pinita (agregado finíssimo de clorita), clorita e sericita, e a biotita para clorita, sericita, vermiculita, óxidos de Fe-Ti.

O mineral cordierita caracterizado no estado A1 apresenta-se pouco fissurado (de 0 a 40% dos cristais), com pouco ou nada de pinita (bordas localizadas), no A2 apresenta-se fissurado (40 a 70% dos cristais), com pinita e clorita, e no A3 apresenta-se fissurado (de 70 a 100% dos cristais) a desintegrado/decomposto, com pinita, clorita e sericita em vários graus de associação.

Para a biotita a gradação em três estados foi um tanto difícil, permanecendo então, só os estados extremos de alteração. No estado A1 apresenta-se não fissurado com superfície e borda preservadas, formato regular, e no estado A3 apresenta-se fissurado com minerais de alteração (sericita e clorita) associados em diversos graus de interação, com superfície

alterada e perceptível perda da forma do mineral (reentrâncias), como observado nas Figuras 4 a 8.

A dificuldade de atribuir características ao estágio intermediário de alteração (A2) do mineral biotita é atribuído ao conceito de micro sistema e ao bandamento composicional do litotipo. Foi observado que a biotita distribuída na matriz alterada da rocha apresenta maior alteração quando próxima de feldspatos, cordierita e granada; já quando próxima de quartzo ela se encontra sã.

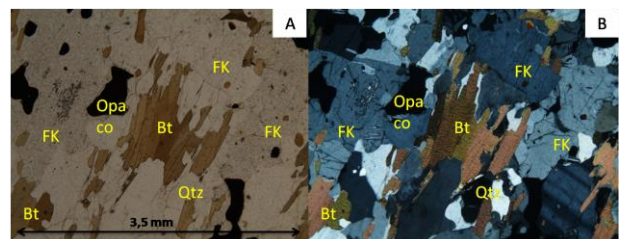


Figura 4. Fotomicrografia L3, biotita no estado A1. Polarizador paralelo (A) e polarizador cruzado (B).

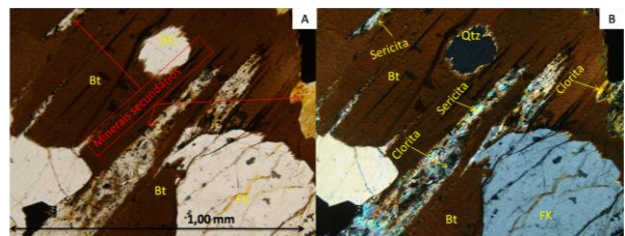


Figura 5. Fotomicrografia L7, biotita no estado A3. Polarizador paralelo (A) e polarizador cruzado (B).

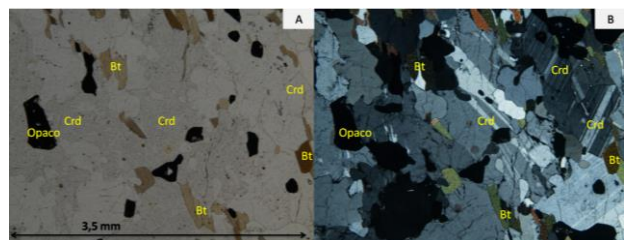


Figura 6. Fotomicrografia L3, cordierita no estado A1. Polarizador paralelo (A) e polarizador cruzado (B).

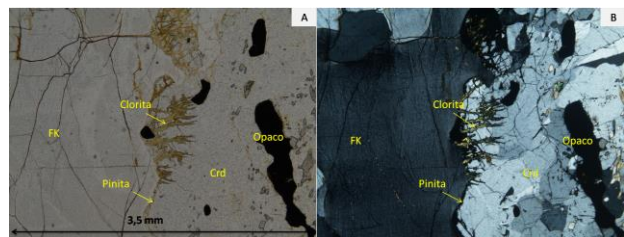


Figura 7. Fotomicrografia L2, cordierita no estado A2. Polarizador paralelo (A) e polarizador cruzado (B).

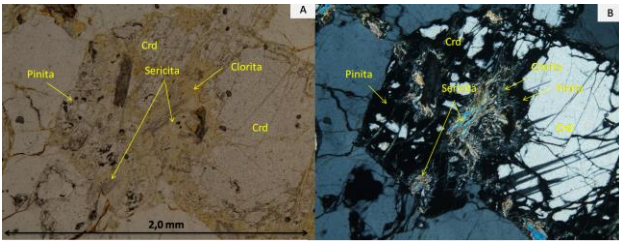


Figura 8. Fotomicrografia L1, cordierita no estado A3. Polarizador paralelo (A) e polarizador cruzado (B).

Foi observado em lâmina uma tendência entre os números de vazios e suas dimensões com os estados de alteração. Como observado nos Figuras 9 e 10, com o incremento da alteração o número e dimensão dos vazios tendem a aumentar. Porém, só a dimensão dos vazios aumenta bruscamente. Tais observações são contundentes com os resultados do ensaio de índice físicos.

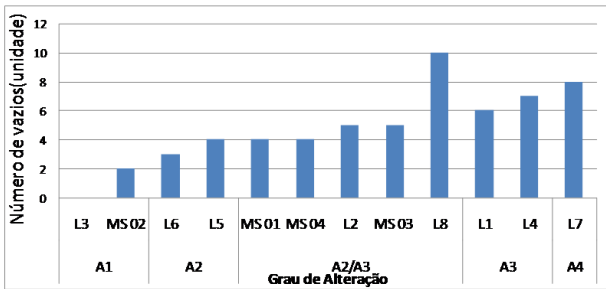


Figura 9. Número de vazios por grau de alteração tático visual do trecho em rocha do testemunho.

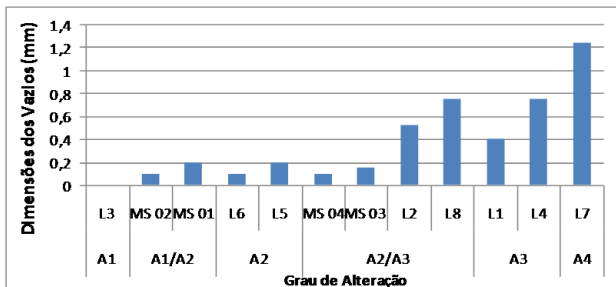


Figura 10. Dimensões dos vazios por grau de alteração tático visual do trecho em rocha do testemunho.

4.2 DIFRATOMETRIA DE RAIOS X

Após o estudo petrográfico foi dada importância a formação de argilos minerais expansivos. Neste presente trabalho a técnica serviu para confirmar a suspeita de existência de minerais expansivos a partir da alteração de alguns minerais.

Como apresentado na Tabela 1, foram

realizadas oito análises de difratometria, sendo três para o grau de alteração A3, duas para o grau A2 e três para o grau A1.

Como observado na figura 11, as amostras X4, X6 e X8 não apresentam argilo mineral evidenciando o caráter são dos principais minerais formadores da rocha no trecho amostrado.

Como observado nas Figuras 11 a 13, as demais amostras, X1, X3, X5 e X7, apresentam diferentes grupos de argilos minerais, sendo que as amostras X5 e X7 possuem esmectitas, respectivamente grau de alteração A3 e A2 tático visual caracterizado previamente nas sondagens.

Acredita-se que a amostra X2 apresente algum tipo de erro na execução do ensaio, pois deveria apresentar algum tipo de argilo mineral no grau de alteração A3.

Foi observado que as esmectitas ocorrem nas fraturas alteradas em profundidade significativa do testemunho da sondagem SR 01, em torno de 35 m a 40 m da SR 01, enquanto que para o outro grupo de argilos minerais a sua ocorrência não é restrita. Por apresentar uma variação significativa da alteração nesta sondagem, acredita-se que o zoneamento das esmectitas é consequência das condições de drenagem e pH atuantes nos processos de hidrólise parcial (bissialitização) ao longo do perfil de alteração da sondagem.

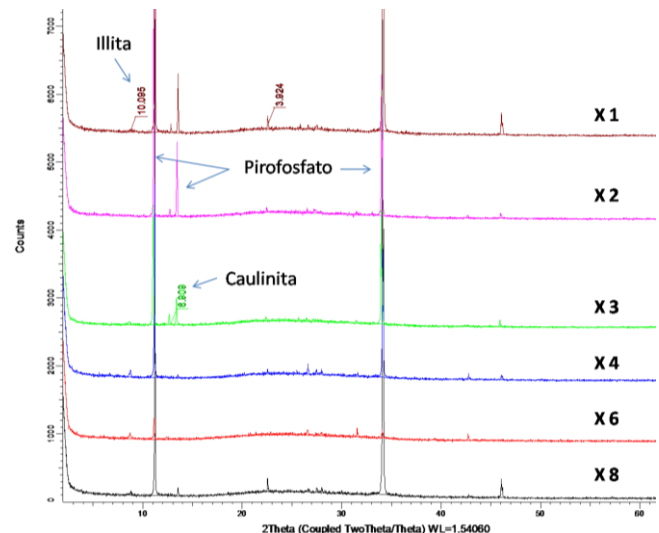


Figura 11. Amostras sem minerais expansivos. Atentar ao pico anômalo do pirofosfato, agente defloculante.

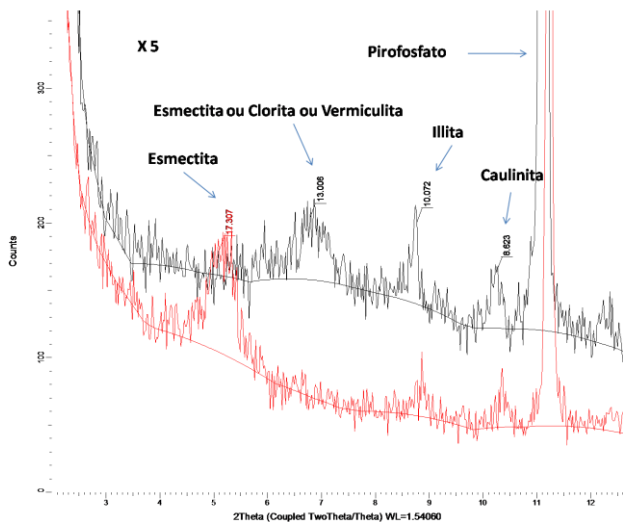


Figura 12. Amostra X 5 apresentando esmectita. Ensaio em vermelho com etileno glicol e em preto ao natural

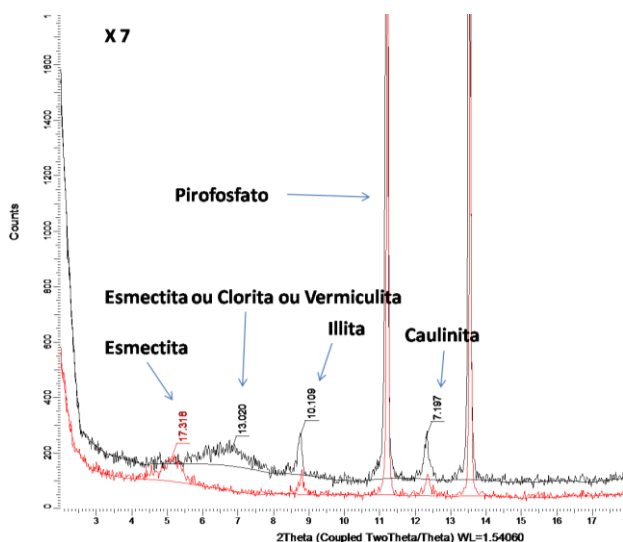


Figura 13. Amostra X 7 apresentando esmectita. Ensaio em vermelho com etileno glicol e em preto ao natural.

4.3 ÍNDICE FÍSICOS

Como observado no Figura 14, os corpos de prova foram colocados em ordem crescente do grau de alteração para análise dos índices físicos. Pode ser observado uma tendência no aumento da porosidade e da absorção com o incremento da alteração. O aumento entre os estados A1 e A2 se dá de forma sutil, enquanto que entre os estados A2 e A3 essa mudança é brusca, como observado nas Figuras 15 e 16. Observações parecidas foram obtidas na análise de lâminas petrográficas a respeito da dimensões e número dos vazios.

A partir dos índices, porosidade e absorção, é possível definir intervalos quantificáveis da alteração. Para densidade, isso já não foi

possível devido a escala analisada, a quantidade de amostras e ao litotipo mineralogicamente heterogêneo, bandamento.

Utilizando os índices físicos e o índice de alteração de Ladeira e Minete 1984 apud Frazão (2012) foram definidos os intervalos dos estados de alteração do túnel, Figuras 15 e 16.

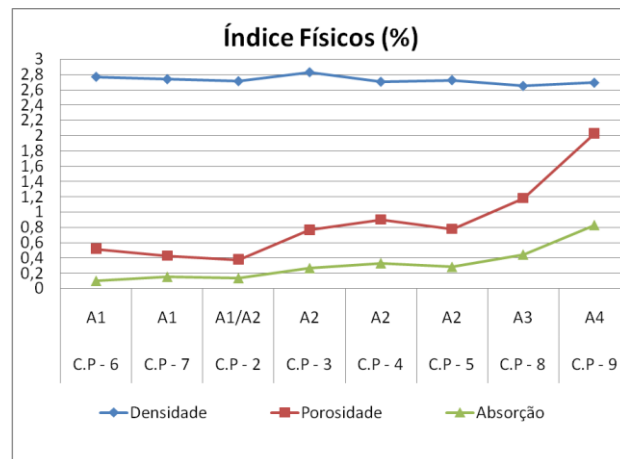


Figura 14. Índice Físicos da rocha de acordo com o grau de alteração tátil visual do trecho em sondagem.

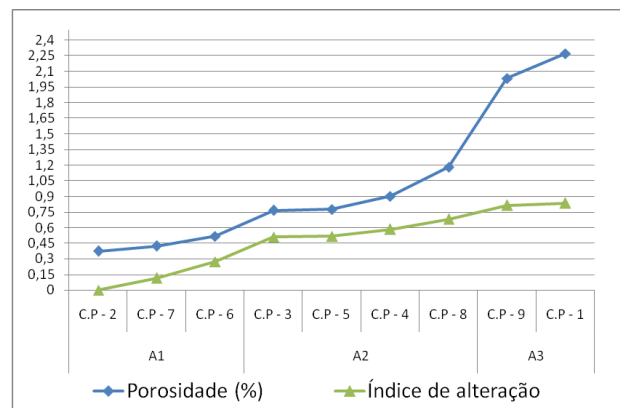


Figura 15. Porosidade (%) e índice de alteração e grau de alteração definido para o túnel estudado.

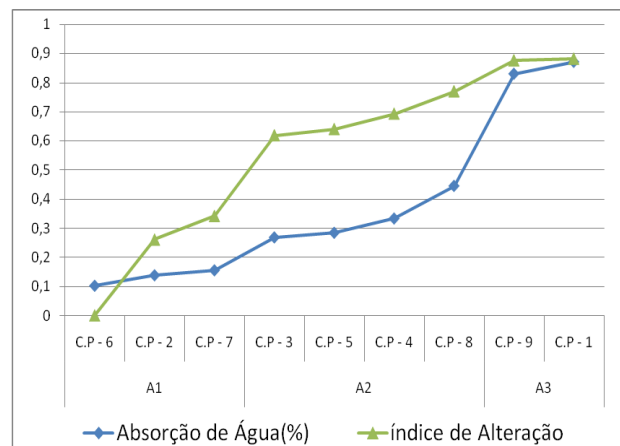


Figura 16. Absorção de Água (%), índice de alteração e grau de alteração definido para o túnel estudado.

5 CONCLUSÃO

Apesar do caráter pontual da investigação, as lâminas, a difratometria de raio X e os corpos de prova contribuíram no entendimento dos mecanismos físico, químico e mecânico que agem nas rochas no decorrer da alteração.

O conceito de microsistema apontado por Valde (1995) é fundamental para entender porque alguns minerais alteram em determinadas condições enquanto outros não.

O estudo detalhado da alteração sob a perspectiva dos minerais primários, secundários e terciários se mostrou eficaz e conclusivo. Os resultados da análise petrográfica e da difratometria de raio X podem indicar um dos possíveis mecanismos de instabilidades de blocos no túnel estudado: a presença de argilo minerais expansivos em microfissuras e fraturas do maciço rochoso.

O estudo da alteração de maciços rochosos é importante, pois pode contribuir com informações valiosas sobre o comportamento dos minerais de alteração, principalmente, os que conduzem a formação de minerais expansivos. Quando realizado pode promover mudanças na concepção do projeto e de construção. Por exemplo, evitando extenso período de exposição da rocha escavada a intempéries ou melhorando o sistema de drenagem e rebaixamento do nível de água. Segundo, Brattli (1995), o tempo de exposição do túnel de adução de Chingaza, Bogotá, promoveu significativa influência na presença de minerais expansivos que causaram o seu posterior colapso.

O ensaio de índice físico e o índice de alteração foram determinantes para estabelecer, de forma quantitativa, os intervalos dos estados de alteração, contribuindo assim para a definição mais precisa da tabela de graus de alteração do gnaíse para o túnel estudado.

7 AGRADECIMENTOS

As nossas famílias, a todos os profissionais que trabalharam durante esse estudo, ao CNPq pela bolsa de pesquisa, e a parceria Vale – USP.

6 REFERÊNCIAS

- ABGE (2013). *Diretrizes para classificação de sondagens: 1º tentativa*. São Paulo. Associação Brasileira de Geologia de Engenharia e Ambiental. 2013.
- ABNT (Associação Brasileira de Normas Técnicas) (2010). Rochas para revestimento – Métodos de ensaio, Designação NBR 15845.
- Brattli, B., Broch, E. (1995). *Stability problems in water tunnels caused by expandable minerals. Swelling pressure measurements and mineralogical analysis*. Engineering Geology 39 (1995) 151 – 169.
- Cacciari, P. P., Pereira, R. V. B., Monticeli, J. P. (2013) *Análise do desenvolvimento de cunhas em túneis antigos sem revestimento*. 14º CBGEA. ABGE 2013.
- Frazão, E. B., (2012). *Alteração de rochas como critério de seleção de agregados 2ª edição*. São Paulo. Associação Brasileira de Geologia de Engenharia e Ambiental. 2012. 123p.
- Gomes, C. B. (1984). *Técnicas analíticas instrumentais aplicadas à geologia*. São Paulo. Editora Edgard Blucher Ltda. São Paulo-SP Brasil.
- Hasui, Y. (2012), “ Sistema Orogênico Mantiqueira”, In: Hasui, Y., Carneiro, C. D. R., Almeida, F. F. M., Bartorelli, A., 2012. *Geologia do Brasil*. Capítulo 15, Beca, São Paulo. 899p
- Heidari, M., Momeni, A. A., Naseri, F. (2013). *New weathering classifications for granitic rocks based on geomechanical parameters*. Engineering geology 166 (2013) 65-73.
- Kahraman, S. (2001). *A correlation between P-wave velocity, number of joints and Schmidt hammer rebound number*. International journal of rock mechanics & mining sciences 38 (2001) 729-733.
- Kahraman, S. (2002). *Estimating the direct P-wave velocity value of intact rock from indirect laboratory measurements*. International journal of rock mechanics and mining sciences 39 (2002) 101-104.
- Khandelwal, M., Ranjith, P.G. (2010). *Correlating index properties of rocks with P-wave measurements*. Journal of applied geophysics 71 (2010) 1-5.
- Monticeli, J. P., (2014). *Caracterização e classificação de maciços rochosos*. Iniciação Científica, Bolsa CNPq - PIBIC. Relatório Parcial, 66p.
- Nesse, William D. (2000). *Introducion to mineralogy*. Oxford University Press, New York. 442p.
- Pereira, R. V. B., 2013. *Caracterização do topo rochoso do Túnel Monte Seco-ES pelo método de Imageamento Elétrico com arranjo Dipolo-Dipolo*. Trabalho de conclusão de curso, Nº 13/42, Instituto de Geociências – USP, São Paulo. 48p.
- Pola, A., Crosta, G., Fusi, Nicoletta., Barberini, V., Norini, G. (2012). *Influence of alteration on physical properties of volcanic rocks*. Tectonophysics 566-567 (2012) 67-86.
- Velde, B. (1995). *Origin and mineralogy of clays and the environment*. Springer-Verloz Berh Heidelberg. Germany. 359p.

ANEXO III:
**Mapeamento de descontinuidades geológicas em túneis utilizando
imagens geradas por scanner a laser 3D.**

Mapeamento de Descontinuidades Geológicas em Túneis Utilizando Imagens Geradas por Scanner a Laser 3D.

Pedro Pazzoto Cacciari

Escola Politécnica da Universidade de São Paulo (EPUSP), São Paulo, Brasil, ppazzoto@usp.br

Marcos Massao Futai

Escola Politécnica da Universidade de São Paulo (EPUSP), São Paulo, Brasil, futai@usp.br

RESUMO: O mapeamento de estruturas geológicas é extremamente importante para analisar o comportamento mecânico do maciço rochoso. Em túneis ferroviários e rodoviários de intensa operação é difícil realizar o levantamento e a caracterização geométrica das descontinuidades manualmente (utilizando bússola geológica e trena). Este trabalho mostra a utilização de imagens geradas por scanner a laser 3D para mapeamento de descontinuidades em um túnel, descrevendo a metodologia, diferentes tecnologias, e principais problemas e fontes de erro (oclusões e planos de pouca exposição). Por fim, são comparados os mapeamentos de duas nuvens de pontos com densidades diferentes, indicando a importância da qualidade das imagens para obtenção dos parâmetros geométricos das descontinuidades (orientação e comprimento dos traços).

PALAVRAS-CHAVE: Scanner a Laser 3D, Maciço Rochoso, Descontinuidades, Nuvem de Pontos.

1 INTRODUÇÃO

Diversos túneis brasileiros antigos, que ainda estão em intensa operação (ferroviária ou rodoviária) não possuem revestimento de concreto. A decisão por não utilizar revestimento nestes túneis se deu, provavelmente, pela consideração dos maciços rochosos como de boa qualidade, com capacidade de auto sustentação. Entretanto, para boa parte destes túneis, as informações de projeto e de obra (por exemplo: critérios de avaliação, calcificações geomecânicas, soluções adotadas, informações de investigação geotécnica, mapeamentos de frente de escavação e etc.) não estão mais disponíveis devido a políticas empresariais de descarte de documentos antigos.

As estruturas geológicas que compõem os maciços rochosos exercem grande influência em seu comportamento mecânico, tanto pela formação de blocos instáveis, quanto pelo condicionamento do fluxo de água no túnel. A intensidade operacional desta ferrovia limita os tempos disponíveis para inspeções e mapeamento geológico convencional

(utilizando bússola e trena, e desenhando croquis). Mesmo em condições favoráveis para realização deste mapeamento convencional (com acesso a regiões mais altas, iluminação e tempo suficiente) este procedimento é muito trabalhoso e cansativo, podendo levar a simplificações e erros.

Considerando estas dificuldades, há uma demanda de utilização de imagens 3D para inspeções de avaliação e mapeamento dos túneis. O mapeamento de estruturas geológicas por meio de imagens 3D, tem sido objeto de estudo de diversos autores (Kemeny et al., 2006; Sturzenegger & Stead 2009; Ferrero et al., 2009; Lato et al., 2010; Fekete et al., 2010), e com isso, tem evoluído rapidamente nos últimos anos.

O presente estudo mostra a aplicação de scanners a laser 3D (SL3D) como ferramenta de mapeamento de descontinuidades em maciços rochosos, utilizando como exemplo um trecho do túnel Monte Seco, construído em 1944, pertencente à Estrada de Ferro Vitória Minas (EFVM). A EFVM é uma ferrovia de intensa operação, responsável pelo escoamento do minério de ferro do quadrilátero ferrífero (MG)

até o Porto de Tubarão em Vitória (ES). Por esta ferrovia, também trafegam trens de passageiros, o que aumenta a preocupação em relação a estabilidade dos túneis, mesmo para rupturas de pequenos blocos.

O túnel Monte Seco, com eixo N15W e 970 metros de extensão, foi construído em um gnaisse do Complexo Paraíba do Sul, e está localizado próximo a cidade de Aracruz-ES.

2 METODOLOGIA

2.1 Instrumentos SL3D

O Scanner a Laser 3D é um instrumento que opera na tecnologia LIDAR (Light Detection and Ranging). Estes instrumentos são robustos, resistentes a poeira e umidade, e não dependem de iluminação para operação. A tecnologia para geração das imagens consiste na transmissão de uma faixa de ondas eletromagnéticas (luz) enquanto o equipamento gira 360° em torno do próprio eixo. Estas ondas são refletidas por barreiras físicas, e o sinal captado de cada uma delas é gravado como um ponto no espaço, gerando como produto, uma nuvem de pontos.

Neste trabalho, foram utilizados dois tipos diferentes de scanners, desenvolvidos com as duas principais tecnologias existentes. Um deles, o Riegl VZ-400 (Figura 1A) (www.riegl.com), que utiliza a tecnologia Time of Flight (TOF), e outro, o scanner Faro Focus 3D (Figura 1B) (www.faro.com), de tecnologia Phase-Based (PB).

O scanner, que opera em TOF, mede a quantidade de tempo que o pulso eletromagnético demora para realizar a trajetória de ida e volta entre scanner e objeto (anteparo). O grande benefício deste equipamento é a capacidade de alcance, superior a 500 metros nos melhores equipamentos. A principal desvantagem são as baixas taxas de emissão de pulsos eletromagnéticos, que levam a aquisição de valores em torno de 140.000 pontos por segundo. O scanner que opera em PB emite uma onda eletromagnética contínua de amplitude modulada que varia de acordo com uma função senoidal (Fekete et al., 2010). A diferença de fase entre uma onda transmitida e

uma recebida é usada para calcular a distância entre os alvos. Este tipo de scanner tem capacidade de captar valores superiores a 1.000.000 pontos por segundo, porém o alcance, com boa precisão, varia de 100 a 150 metros.

Para as duas tecnologias citadas o produto de cada ponto escaneado é uma imagem 3D (nuvem de pontos). Cada ponto que compõe esta nuvem possui uma posição (em coordenadas x,y,z) e uma intensidade (variação do sinal retornado para o scanner quando refletido por um objeto). A variação de intensidade ocorre pelas diferenças de coloração, umidade e textura das superfícies escaneadas, que resultam em uma diferença de coloração na nuvem de pontos (normalmente apresentada em escala de cinza).



Figura 1. Tipos de SL3D utilizados no trabalho. (A) Scanner TOF (www.riegl.com). (B) Scanner PB (www.faro.com).

2.2 Tratamento das imagens.

Considerando a grande diferença na taxa de emissão dos dois scanners apresentados na Figura 1, os levantamentos devem ser feitos com configurações diferentes para obtenção de imagens de boa qualidade. Neste trabalho, foram obtidas nuvens de pontos de qualidade distintas, com o objetivo de verificação da influência da densidade de pontos das imagens no resultado do mapeamento das estruturas geológicas. A Figura 2 mostra a diferença de alcance entre duas nuvens de pontos (Figura 2A scanner TOF e Figura 2B scanner PB) obtidas com um único escaneamento, na mesma posição do túnel. Pela Figura 2, fica evidente a

grande diferença de alcance entre as duas tecnologias. Essa grande vantagem em alcance da tecnologia TOF em relação a PB torna-a uma ótima opção em escaneamentos de alvos distantes e inacessíveis (como taludes altos, por exemplo).

Para mapeamento de estruturas geológicas em túneis, esta vantagem de alcance não tem grande relevância, considerando que a qualidade dos dados destes pontos mais distantes é insuficiente para esta finalidade. Além disso, como mostra a Figura 2, apesar do alcance inferior, o scanner PB obtém maior extensão de nuvem com alta resolução por escaneamento, devido à sua taxa de medição superior (pontos por segundo).

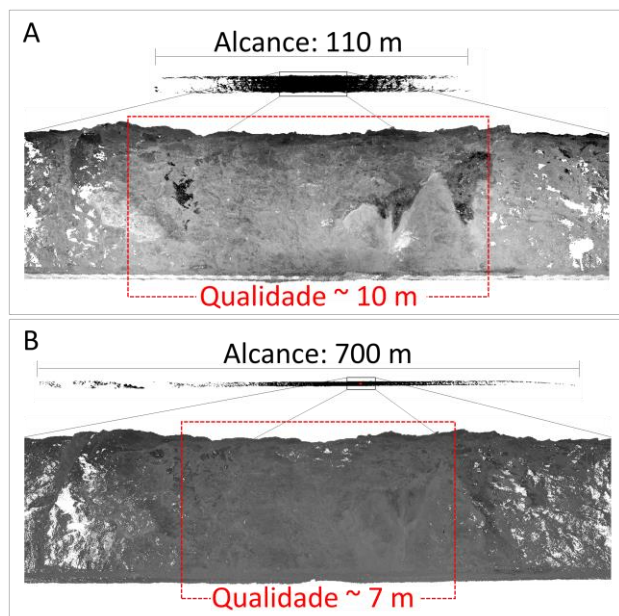


Figura 2. Alcance total de um único ponto de escaneamento e o comprimento da nuvem com qualidade. (A) Scanner de tecnologia PB. (B) Scanner de tecnologia TOF.

A principal limitação de imagens de scanner são as oclusões (Fekete et al., 2010; Lato et al., 2010). Oclusões são ausências de pontos na nuvem causada por visibilidade prejudicada do scanner devido a irregularidades na seção. A Figura 3A mostra como a aquisição de imagens em regiões adjacentes, bem como a propriedade de autorrotação do scanner, elimina parte destas oclusões. Entretanto, sempre restam algumas falhas devido a planos muito angulosos, existentes quando a superfície do maciço é muito irregular (Figura 3B).

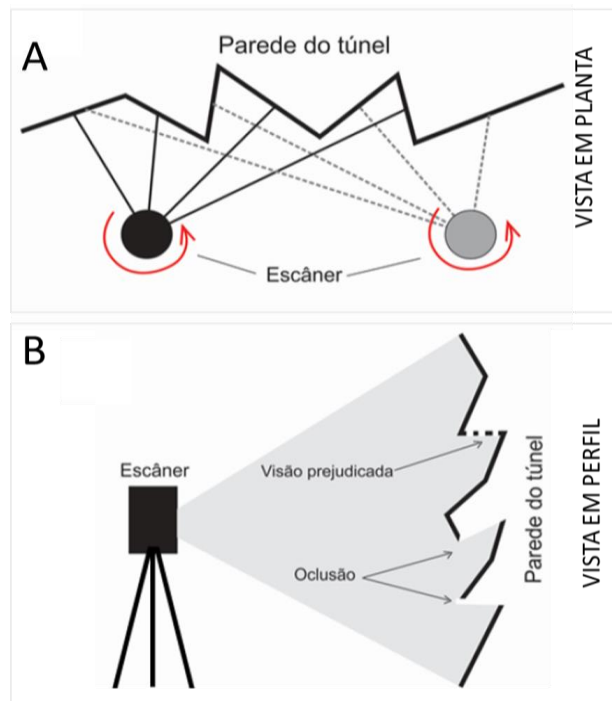


Figura 3. Representação da cobertura do scanner em superfícies irregulares. (A) Cobertura de oclusões por dois escaneamentos consecutivos. (B) Permanência de algumas oclusões na nuvem de pontos final.

Cada um dos pontos escaneados resulta em uma imagem individual (como as duas indicadas na Figura 2). O passo seguinte consiste em alinhar estas imagens de forma a gerar uma única nuvem de pontos mais densa, que elimina grande parte das oclusões inerentes a cada ponto escaneado.

O alinhamento da nuvem pode ser feito de diversas formas. Uma delas é obter cada ponto onde o scanner é posicionado por uma estação total, ou GPS de precisão, em coordenadas globais ou de projeto. Com isso, é possível associar cada uma das posições medidas a um escaneamento, rotacionando as nuvens de pontos até que ocorra a sobreposição. Quando os sistemas de coordenadas não são importantes para o projeto, podem-se utilizar objetos em comum de duas imagens adjacentes para o alinhamento.

Após o alinhamento dos dados, alguns outros filtros podem ser aplicados, para tornar a nuvem de pontos mais homogênea e menos carregada, sem comprometer a qualidade dos dados. Um dos filtros mais utilizados é denominado OCTREE (Fekete et al., 2010), que divide a nuvem de pontos em pequenas regiões com

densidades diferentes, e estabelece uma distância fixa entre os pontos em cada uma destas regiões. Este procedimento torna os arquivos, facilitando sua manipulação por computadores regulares.

3 MAPEAMENTO DAS IMAGENS

3.1 Identificação das discontinuidades.

As discontinuidades geológicas são medidas como planos no maciço rochoso. A orientação destes planos pode ser descrita de diversas formas, entretanto, a medida mais utilizada é dada por dois ângulos: o mergulho do plano (Dip) e a o rumo deste mergulho em relação ao norte verdadeiro (Dip direction).

Nas imagens geradas por SL3D, o procedimento de identificação destes planos consiste na inspeção visual das imagens, buscando identificar a discontinuidade como regiões coplanares com padrões repetitivos (famílias de discontinuidades). Para isso, a nuvem de pontos pode ser rotacionada de forma a deixar as estruturas geológicas perpendiculares à tela do monitor (Figura 4), alinhando os pontos coplanares destas estruturas para favorecer sua visualização.

Existem algumas formas de realizar este procedimento, que dependem do software utilizado. Com o software SPLIT-FX (www.spliteng.com), utilizado no presente estudo, uma das alternativas é selecionar os pontos coplanares da nuvem, indicando uma discontinuidade (Figura 4B). Neste procedimento é gravada somente a orientação do plano.

O comprimento das discontinuidades pode ser identificado e medido, quando estas encontram-se perpendiculares ao monitor (Figura 4C), pois nesta posição é possível delimitar o traço da discontinuidade (intersecção entre a estrutura geológica e a superfície do túnel).

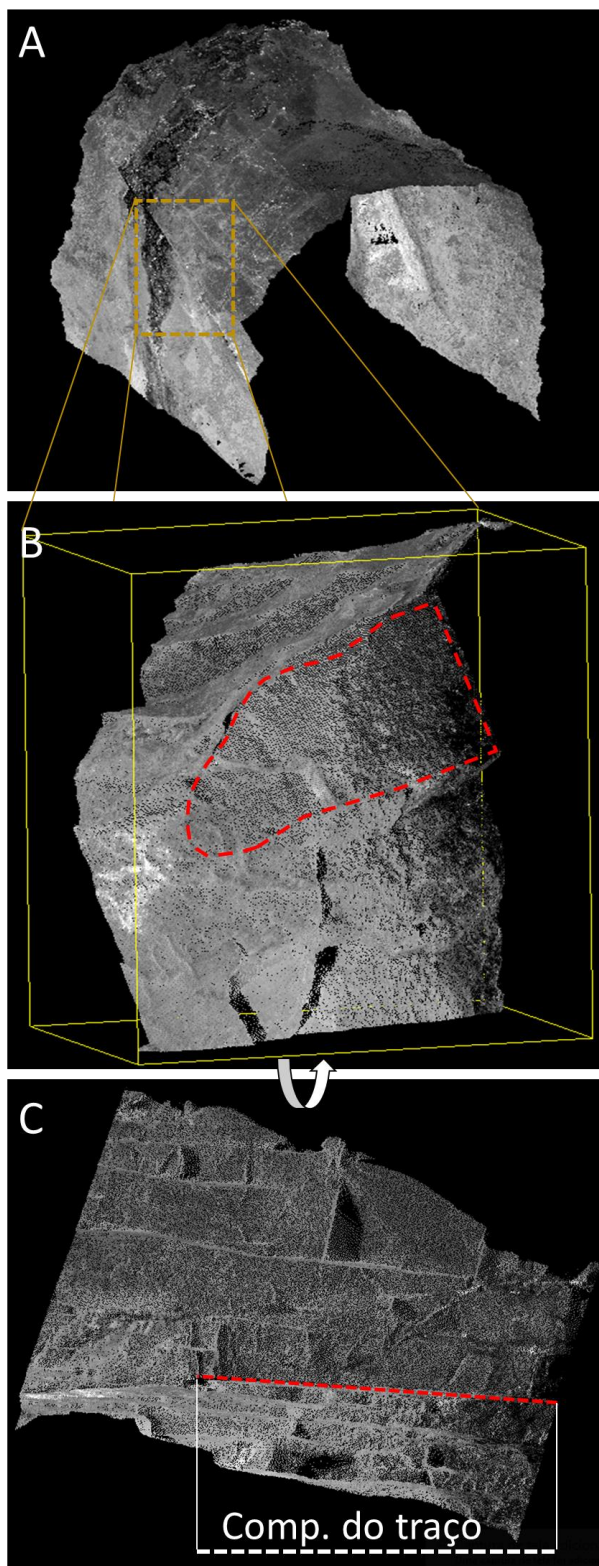


Figura 4. Procedimento de identificação de discontinuidades na nuvem de pontos. (A) Trecho escaneado do túnel Monte Seco. (B) destaque de uma parte da nuvem de pontos com um plano selecionado indicando sua orientação. (C) a mesma imagem da figura anterior, rotacionada de forma a possibilitar a verificação dos traços e seus comprimentos.

3.2 Caracterização geométrica das

descontinuidades.

A caracterização geométrica das descontinuidades mapeadas via SL3D é realizada da mesma forma como em um mapeamento convencional. Basicamente, os seguintes parâmetros devem ser quantificados:

Orientação: Medido em $\text{dip}^\circ/\text{dipdirection}^\circ$, como descrito anteriormente. Em alguns softwares, o dado de saída é o vetor normal de cada plano, portanto, pode ser necessária uma conversão algébrica simples para formatação dos dados, dependendo da finalidade da análise.

Comprimento/persistência: Idealmente, a amostragem mais apropriada para a extensão dos planos das descontinuidades é a área. Entretanto, mesmo com o atual desenvolvimento dos métodos geofísicos, isto não é possível, pois ainda não existem formas precisas de se estimar a área das descontinuidades inseridas dentro do maciço rochoso. Desta forma, o comprimento dos planos é estimado em 2D, medindo os traços (l) (Priest, 1993) como foi indicado pela Figura 4C.

Frequência/espacamento: Em investigações convencionais, é comum descrever a repetição de descontinuidades subparalelas pelo espacamento médio, ou seja, a média das distâncias perpendiculares entre as descontinuidades adjacentes de uma determinada família (Priest & Hudson, 1976). Este dado é importante para atribuir um parâmetro prático ao maciço rochoso, útil em muitos casos, como por exemplo, no sistema de classificação RMR (Bieniawski, 1973), como feito por Nagalli & Fiori (2012).

Entretanto, o detalhamento do mapeamento via SL3D possibilita a determinação de parâmetros mais representativos, com a densidade (número de fraturas/área da imagem), uma vez que todos os planos visíveis são identificados. Outra possibilidade, ainda mais restrita ao mapeamento via SL3D, é obter a posição em coordenadas x,y,z dos centros de todos os traços, considerando que esta informação é diretamente atribuída a cada plano inserido na nuvem de pontos durante o

mapeamento. Estas posições podem ser utilizadas de forma determinística, como feito por Fekete et al. (2013), para análises de modelo numéricos.

3.3 Planos com exposição limitada.

Mesmo com a alta qualidade dos instrumentos SL3D atualmente fabricados, descontinuidades cujos planos não estão expostos no afloramento dificilmente são identificadas nas imagens. Quando apenas uma pequena parcela destes planos está exposta, ou existe um preenchimento suficientemente espesso (alguns milímetros), ainda pode ser possível visualizá-los na nuvem, entretanto, a medida de orientação é muito prejudicada.

A Figura 5A mostra uma projeção estereográfica com a orientação de polos de uma família de fraturas. Esta amostragem foi realizada selecionando pontos em regiões coplanares, ao longo de um trecho da parede leste do túnel Monte Seco, destacado na Figura 5B. Nesta mesma Figura, foram elaboradas seções perpendiculares à estas fraturas, indicadas pelas linhas A a D. Os pontos de intersecção entre estas seções e as fraturas estão numerados de 1 a 6, aparecendo tanto em planta (Figura 5B), quanto em perfil (Figura 5C).

É possível observar que, na seção A, nem todas as fraturas tem boa exposição para amostragem de orientação (setas e numerações vermelhas), obrigando a verificação de suas continuidades para amostragem em outros locais da imagem (como mostram as pequenas seções B, C e D, na Figura 5C).

Em alguns casos, não existem exposições suficiente da descontinuidade na imagem, como ocorre com as fraturas 1 e 2 no exemplo da Figura 5. Considerando a variabilidade de aproximadamente 16° dos planos amostrados na projeção estereográfica (Figura 5A), a orientação de planos como estes não pode ser determinada com exatidão, obrigando a adoção de um valor mediano para representá-los.

Durante o mapeamento é importante, primeiramente, medir os planos com boa exposição, para que uma orientação bem representativa possa ser atribuída aos planos com pouca, ou nenhuma exposição.

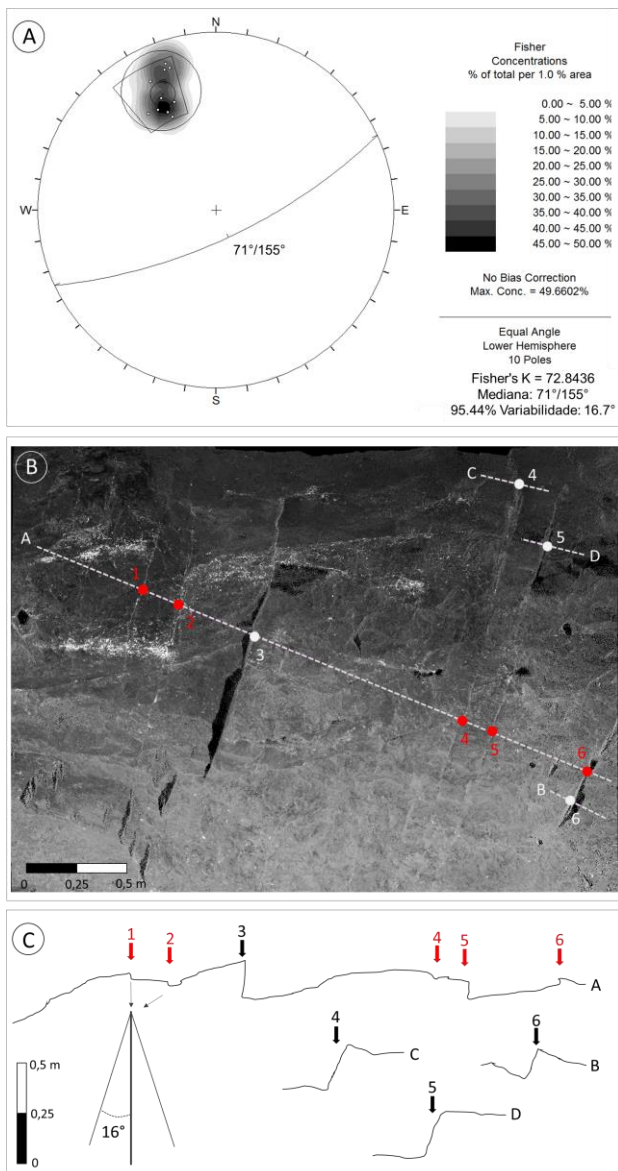


Figura 5: Exposição limitada de planos na nuvem de pontos. (A) Estereograma com polos medidos. (B) Nuvem de pontos indicando as linha de seções (de A a D), e interseções com as discontinuidades (de 1 a 6). (C) perfil das linhas indicando os planos de exposição das discontinuidades.

4 QUALIDADE DA NUVEM DE PONTOS.

Embora a tecnologia PB tenha uma melhor resolução (Fekete et al., 2010) para curtas distâncias (apropriado para túneis), o principal fator que influencia na qualidade das imagens é a quantidade de pontos (ou densidade). Portanto, considerando que as taxas de medição (pontos/segundo) variam consideravelmente entre as tecnologias PB e TOF, em quantidades de tempo similares, o scanner PB pode obter

uma nuvem de pontos mais densa.

Em túneis (ferroviários e rodoviários), o tempo disponível para aquisição de dados normalmente é limitado, devido aos grandes transtornos causados pela interrupção da via. Desta forma, quando o tempo e a tecnologia utilizada não são adequados, o resultado obtido pode ser uma nuvem de pontos menos densa, dificultando a visualização das estruturas geológicas.

A seguir, estão apresentados os escaneamentos realizados com as duas tecnologias, de um trecho de 10 m do túnel Monte Seco. A Tabela 1 mostra as características de cada nuvem de pontos. Pela Tabela, é possível observar que, mesmo com um tempo de aquisição de dados menor, a tecnologia PB fornece uma nuvem de pontos de densidade muito superior, devido à alta taxa de emissão de pulsos eletromagnéticos.

Tabela 1. Características dos dois escaneamentos.

Nuvem de pontos	1	2
Tecnologia	TOF	PB
Tempo/escaneamento (min)	10	8
Taxa de aquisição (pontos/s)	$1,22 \times 10^5$	$9,73 \times 10^5$
N° de pontos	$7,32 \times 10^6$	$4,67 \times 10^7$

4.1 Análise das discontinuidades.

Durante uma inspeção presencial, foi realizado um mapeamento manual da orientação das discontinuidades ao longo de toda a extensão do túnel Monte Seco. Foram identificadas três famílias de discontinuidades (J1, J2 e J3), cuja distribuição de polos e orientações medianas estão apresentados na Figura 6A.

As Figura 6B e C, mostram duas projeções estereográficas de polos das discontinuidades médias nas nuvens de pontos 1 e 2, respectivamente. Em ambos os mapeamentos, foram identificadas as três famílias de discontinuidades evidenciadas no mapeamento manual, com orientações medianas similares.

Para quantificação dos ângulos de orientação (Dip/DipDirection), foram selecionados somente os planos com boa definição, ou seja, com quantidade de pontos coplanares suficiente para uma seleção manual, como exemplificado na Figura 4B.

Pela Figura 6, é possível observar que o mapeamento da nuvem de pontos 2 (Tabela 1),

gerou uma quantidade superior de dados (55 polos, contra 45 identificados no mapeamento da nuvem 1 – Tabela 1) devido à melhor definição de regiões coplanares nas descontinuidades. Entretanto, as medianas dos planos de J1, J2 e J3 são bem similares nos dois casos.

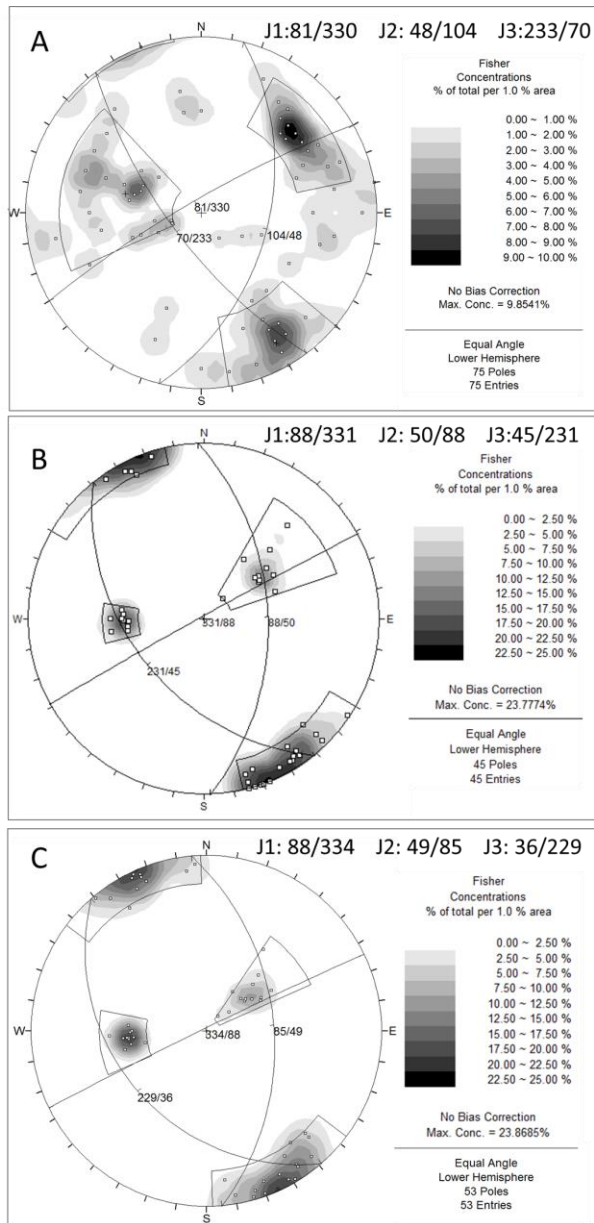


Figura 6: Projeção estereográfica de polos das descontinuidades. (A) Mapeamento manual realizado ao longo de todo o túnel. (B) Nuvem de pontos 1. (C) Nuvem de pontos 2.

Para os dois mapeamentos, também foram medidos os comprimentos dos traços de todas as descontinuidades. A Figura 7 mostra a distribuição destes comprimentos obtidos nos mapeamento 1 (TOF) e 2 (PB). Por esta Figura,

é possível observar que a nuvem de pontos 2 mostrou maior quantidade de traços de maior comprimento (frequência superior a partir de 1,5 m), enquanto a nuvem 1 mostrou uma grande superioridade em comprimentos inferiores a um metro. Isto ocorre, pois, na imagem mais densa, é possível identificar melhor a continuidade de planos com pouca exposição, como foi discutido na seção 3.2 (Figura 5).

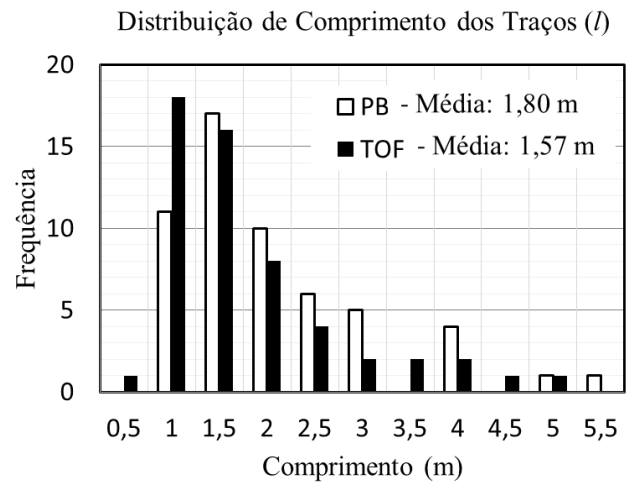


Figura 7: Distribuição do comprimento dos traços das descontinuidades J1, J2 e J3, medidos nas nuvem de pontos geradas por scanner PB e TOF.

A Figura 8 mostra a diferença de definição, de descontinuidades subverticais (família J1) entre as nuvens de pontos 1 (Figura 9A) e 2 (Figura 9B), em um mesmo trecho da parede do túnel.

É importante destacar que, neste trabalho, nem todas as descontinuidades com traços medidas tiveram as orientações quantificadas, pois este segundo procedimento depende mais da qualidade da exposição. Nas duas nuvens de pontos foram identificados e medidos os traços de 55 descontinuidades. Entretanto, na nuvem 2 foram medidas 45 orientações, enquanto na nuvem 1 foram medidas 53.

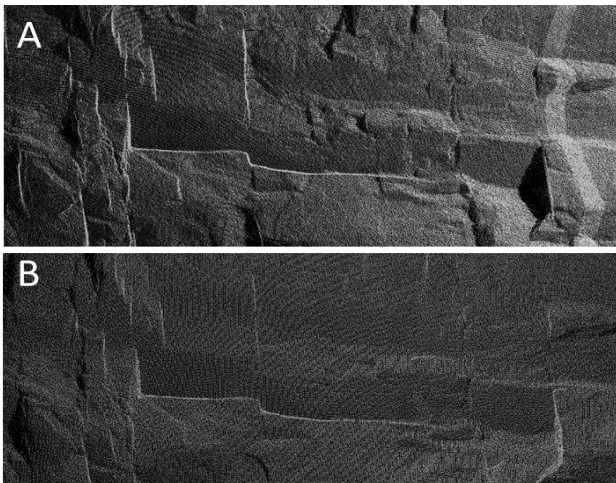


Figura 8: Diferença de qualidade das nuvens de pontos. (A) Nuvem de pontos 1. (B) Nuvem de pontos 2.

5 CONSIDERAÇÕES FINAIS

A utilização de SL3D para mapeamento e caracterização geométrica de descontinuidades geológicas proporciona níveis de detalhamento dificilmente obtidos apenas por métodos convencionais. Entretanto, o mapeamento manual (bússola geológica e trena) sempre deve ser realizado, pois é indispensável para caracterização geral dos tipos (juntas, fraturas, falhas, foliações e etc.), além de servir de base para verificação da qualidade dos dados obtidos pelas imagens.

Foi apresentada uma comparação entre o mapeamento realizado com nuvens de pontos de qualidades diferentes. As diferenças observadas são consideráveis, principalmente para estimativa do comprimento das descontinuidades, devido à maior dificuldade de visualização da continuidade dos traços em nuvens de pior qualidade (nuvem de pontos 1).

A tecnologia PB é mais eficiente para aquisição de nuvens de melhor qualidade devido às maiores taxas de emissão de pulsos eletromagnéticos. Portanto, scanners que operam nesta tecnologia são mais apropriados quando o tempo de trabalho é limitado, e não há demanda de escaneamentos de alvos distantes.

O mapeamento de descontinuidades em túneis é feito pelas descontinuidades que foram expostas pela queda de blocos durante, ou após a escavação. As descontinuidades com pouca exposição são potenciais formadoras de blocos

que poderão se tornar instáveis ao longo do processo de alteração do maciço. Portanto, a identificação e caracterização geométrica destes planos é importante para verificação de cenários de instabilidade no túnel.

AGRADECIMENTOS

Os autores agradecem especialmente a VALE S.A. e a CNPq pelos auxílios que viabilizaram esta pesquisa.

REFERÊNCIAS

- Bieniawski, Z.T. (1973). Engineering classification of jointed rock masses. *Trans S. Afr. Inst. Civ. Engrs.* V. 15, pp. 335-344.
- Fekete, S.; Diederichs, M.; Lato, M. (2010) Geotechnical and operational applications for 3-dimensional laser scanning in drill and blast tunnels. *Tunnelling and underground space technology.* V. 25, pp. 614-628.
- Fekete, S. & Diederichs, M. (2013). Integration of three-dimensional laser scanning with discontinuum modelling for stability analysis of tunnels in blocky rock masses. *International journal of rock mechanics & mining sciences.* V. 57, pp. 11-23.
- Ferrero, A. M.; Forlani, G.; Roncella, R.; Voyat, H. I. (2009). Advanced geostructural survey methods applied to rock mass characterization. *Rock mech. Rock Eng.* V. 42, pp. 631-665.
- Kemeny, J.; Turner, K.; Norton, B. (2006). Lidar for rock mass characterization: hardware, software, accuracy and best-practices. *Workshop: laser and photogrammetric methods for rock face characterization.* Colorado-us, june 17-18.
- Lato, M., Diederichs M. S., Jean Hutchinson, D. (2010). Bias correction for view-limited lidar scanning of rock outcrops structural characterization. *Rock mech. Rock engng.* V. 43, pp. 615-628.
- Nagalli, A.; Fiori, A. P. (2012). Classificação de maciços rochosos a partir de escâner a laser terrestre. *Geotecnia.* V. 124, pp. 57-78.
- Priest, S. D., Hudson J. A. (1976). Discontinuity spacing in rock. *Int. J. Rock mech. Min. Sci. & geomech. Abstr.* V. 13, pp. 135-148.
- Priest, s. D. (1993). Discontinuity analysis for rock engineering. *Chapman & hall.* Londres.
- Sturzenegger, M.; Stead, D. (2009). Close-range terrestrial digital photogrammetry and terrestrial laser scanning for discontinuity characterization on rock cuts. *Engineering Geology.* V. 106, pp. 163-182. (b).