

**Dissertação de Mestrado**

**AVALIAÇÃO DE ESTABILIDADE DE  
ESCAVAÇÕES EM MEIOS DESCONTÍNUOS,  
A PARTIR DE TESTEMUNHOS DE  
SONDAGEM DA MINA SUBTERRÂNEA DE  
VAZANTE/MG**

**AUTOR: LUCAS TORRENT FIGUEIREDO**

**ESCOLA DE MINAS / UFOP**

**ORIENTADOR: Prof. André Pacheco de Assis, PhD (UnB)**

**Ouro Preto, Agosto de 2016**

F475a Figueiredo, Lucas Torrent.  
Avaliação de estabilidade de escavações em meios descontínuos, a partir de testemunhos de sondagem da mina subterrânea de Vazante/MG [manuscrito] / Lucas Torrent Figueiredo. - 2016.  
238f.: il.: color; tabs.

Orientador: Prof. Dr. André Pacheco de Assis.

Dissertação (Mestrado) - Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Núcleo de Geotecnia. Programa de Pós-Graduação em Geotecnia.

I. Minas e mineração. 2. Lavra subterrânea. I. Assis, André Pacheco de. II. Universidade Federal de Ouro Preto. III. Título.

CDU: 622.016

Catálogo: [www.sisbin.ufop.br](http://www.sisbin.ufop.br)

# AVALIAÇÃO DE ESTABILIDADE DE ESCAVAÇÕES EM MEIOS DESCONTÍNUOS, A PARTIR DE TESTEMUNHOS DE SONDAGEM DA MINA SUBTERRÂNEA DE VAZANTE/MG

Dissertação apresentada ao Mestrado Profissional em Engenharia Geotécnica do Núcleo de Geotecnia da Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, como parte integrante dos requisitos para obtenção do título de **Mestre em Engenharia Geotécnica**, área de concentração em *Geotecnia Aplicada à Mineração*.

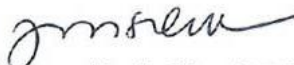
Esta dissertação foi apresentada em sessão pública e aprovada em 01 de agosto de 2016, pela Banca Examinadora composta pelos membros:



Prof. Dr. André Pacheco de Assis (Orientador – UnB)



Prof. Dr. Karla Cristina A. Pimentel Maia (UFMG)



Prof. Dr. José Margarida da Silva (UFOP)

# **DEDICATÓRIA**

Dedico esta dissertação à minha esposa Elisa, pela paciência, compreensão e apoio nos momentos difíceis. Ao meu pai, Marcelo, por me proporcionar a realização deste objetivo, pelo apoio e inúmeros ensinamentos. A toda a minha família, por acreditarem em mim, e entenderem os momentos de ausência, sacrificantes, mas necessários para que este trabalho se concretizasse.



## AGRADECIMENTOS

Agradeço ao Prof. André Assis, pela orientação de forma objetiva, pela pronta disponibilidade sempre que precisei, e por compartilhar seu conhecimento comigo.

Ao Prof. Paulo Charbel, por compartilhar os dados de suas pesquisas, pelos ensinamentos e inúmeros *brainstorms* sobre o comportamento geotécnico dos maciços rochosos da Mina de Vazante.

Ao Prof. André Danderfer, meu orientador durante a graduação em Engenharia Geológica, e responsável por despertar em mim o interesse pela Geologia Estrutural, através de seu grande conhecimento e compromisso em compartilhar-lo com seus alunos.

Aos professores do NUGEO da Escola de Minas da UFOP, que contribuíram, cada um de sua forma, para meu crescimento como Engenheiro Geotécnico.

À Votorantim Metais por ceder os dados para esta pesquisa, e por ter sido uma grande escola para mim, durante o período em que trabalhei na empresa.

Aos colegas com quem trabalhei na Mina de Vazante, especialmente os que contribuíram diretamente para a realização desta dissertação: Apolo Pedrosa, Thassio Queiroz, Ana Flávia Ferreira, Nivaldo Lima, Uarlem Gonçalves, Rafael Campos, Luiz Felipe Castro, Luis Cláudio Galvão, Vitor Aguilar, Vanio de Bessa, Edmar Eufrásio, Gustavo Catão, Luciano Corrêa, Basílio Botura, Gustavo Diniz, Dionísio Custódio e Rondnell Silva.

Agradeço ainda às turmas ingressantes em 2013 e 2014 no Mestrado Profissional do NUGEO, pelas amizades construídas e compartilhamento de conhecimento.

## RESUMO

Atualmente, a maior parte dos estudos de estabilidade de escavações subterrâneas são compostos por análises do comportamento elasto-plástico dos maciços rochosos, e/ou análise cinemática das possíveis cunhas e blocos formados na parede da escavação. Usualmente, as duas análises são feitas separadamente e os dois métodos se complementam parcialmente, pois a compreensão das interações entre deformações elasto-plásticas do material e a resistência mecânica das descontinuidades não é possível. Por isso, ao longo dos últimos anos, houve uma grande evolução de programas de computador que possam analisar o comportamento mecânico dos maciços rochosos como um todo, tornando possível uma avaliação das interações entre rocha e descontinuidades.

Este trabalho apresenta um estudo de caso desenvolvido na Mina Subterrânea de Vazante, em Minas Gerais, onde foram feitos estudos de estabilidade de escavações projetadas em meios descontínuos, por meio de testemunhos de sondagem, ensaios de laboratório e dados levantados *in-situ*. Os maciços rochosos da região estão relacionados a rochas sedimentares da Formação Vazante, cortadas por Sistemas de Falhas Geológicas, dentre elas a Falha Vazante, onde é encontrado o minério de zinco. Nesse contexto, onde as galerias e realces de lavra são escavados em meios descontínuos, são comuns eventos de rupturas ocasionados pela presença de descontinuidades.

O primeiro passo para que se tornasse possível a análise descontínua do maciço rochoso, foi o levantamento das orientações espaciais, arranjo geométrico e características mecânicas das descontinuidades interceptadas nas sondagens rotativas. A orientação espacial se deu através de camadas guia, ou seja, descontinuidades cujas a direção de mergulho e inclinação são conhecidas e pouco variáveis. Já as características mecânicas foram obtidas por correlação com o grau de rugosidade, além da natureza e grau de alteração do material de preenchimento das descontinuidades.

Aliando os dados de caracterização das descontinuidades, dados prévios, e a descrição geológica e geotécnica do maciço rochoso como um todo, tornou-se possível o seu modelamento geológico-geotécnico. A partir daí, foram feitas análises por elementos finitos, em meios descontínuos, nas escavações projetadas nos perfis 13225 e 13300, entre os níveis 210 e 345 da mina. Para efeito de comparação e complementação, foram feitas análises cinemáticas de cunhas, assim como análises por elementos finitos em meios contínuos equivalentes. Com base nesses estudos, e nas práticas atualmente adotadas na Mina de Vazante, foram sugeridos sistemas de reforço.

Os resultados mostram que a resposta geomecânica dos maciços rochosos, perante os esforços induzidos pelas escavações, é distinta comparando os modelos contínuos com os modelos descontínuos. De forma geral, os modelos contínuos tendem a ser mais conservadores e com zonas de deformação mais amplas, enquanto os modelos descontínuos conseguem mostrar, com mais detalhes, onde ocorrem os deslocamentos, e qual a influência das famílias de descontinuidades na estabilidade das escavações.

**Palavras Chave:** Descontinuidades, Modelos Descontínuos, Sondagem Orientada, Escavações Subterrâneas, Realces de Lavra, Deslocamentos, Sistemas de Reforço.

# ABSTRACT

Currently, the majority of studies related to underground excavation stability are comprised of elastic-plastic behavior analyses of rock masses, and kinematic analyses of wedges and blocks on the excavation wall. Usually, the analyses are carried out separately, and the two methods partially complement one another, since the interactions between elastic-plastic material deformations and the mechanical resistance of joints, are not possible. Therefore, over the past years, there has been increased development in softwares that have the capacity to analyze the mechanical behavior of rock masses on the whole, making it possible to evaluate the interactions between rocks and discontinuities.

The present research is a case study, developed in The Vazante Underground Zinc Mine, in the state of Minas Gerais, Brazil, where excavation stability studies in discontinuous masses were carried out using drilling cores, and laboratory and field tests. The local rock masses are related to the sedimentary rocks of the Vazante Group, and Geological Faults, including Vazante Fault, where the zinc ore is found. In this environment, where galleries and stopes are excavated in discontinuous masses, collapses related to discontinuities are very common.

The first step to make the discontinuous analysis possible was the collecting of spacial orientation, geometric arrangement and mechanical characteristics of the joints, crossed by the drillholes. The spacial orientations were made through guide layers, or discontinuities, in which the dip and dip directions are well-known, and do not vary too much. Furthermore, the geotechnical characteristic of the joints was identified by the roughness, the nature and the degree of alteration of the joint fillings.

Combining the joints characterization analysis, previous data and the geological-geotechnical drillhole core description of the rock mass, the geological and geotechnical modelling became possible. Thenceforth, finite element analysis was done by

discontinuous means, in the designed excavations of the side views 13225 and 13300, between the levels 210 and 345. Kinematics analysis of wedges and finite elements analysis, in equivalent continuous means, were carried out to compare and complement the results. Based on those studies and the current practices adopted by the Vazante Mine, reinforcement systems were suggested.

The results show that the geomechanical response of the rock masses towards the local stress induced in the excavations is different, comparing discontinuous and continuous analysis. Overall, the continuous models tend to be more conservative, with more wide deformation zones, whereas the discontinuous models can show, with more details, where the planar collapses will take place, and the influence of the joint families on the stability of the excavations.

**Key words:** Joints, Discontinuous Models, Orientated Drilling, Underground Excavations, Mining Stopes, Rock Collapses, Reinforcement Systems.

## Lista de Figuras

Figura 4-1: Imagem esquemática de um testemunho de sondagem e os ângulos $\alpha$ e $\beta$ ...	7
Figura 4-2: Clusterização de medidas de famílias de descontinuidades em rede estereográfica (Wyllie e Mah, 2004) .....	8
Figura 4-3: Ábaco para adoção de sistema de contenção com base no Índice Q de Barton (modificado de Barton, 2007). .....	11
Figura 4-4: Índice GSI (modificado de Hoek e Marinos, 2007).....	14
Figura 4-5: Índice GSI para maciços rochosos controlados por intercalações entre rochas (Hoek <i>et al.</i> , 2004).....	15
Figura 4-6: Tensão normal x tensão cisalhante, com a influência da dilatância causada por rugosidades (Wyllie e Mah, 2004). .....	20
Figura 4-7: Ábaco de referência dos índices $JRC_{10}$ (Barton, 2002). .....	21
Figura 4-8: Comportamentos esperados para cada tipo de descontinuidade, no mesmo maciço rochoso (Wyllie e Mah, 2004, <i>apud</i> Maldonado, 2006). .....	22
Figura 4-9: Comportamento de atrito inter-blocos, a partir da relação $ATAN(Jr/Ja)$ , mostrando comportamento dilatante ( $\phi + i$ ) e comportamento contrátil ( $\phi - i$ ), para descontinuidade controladas por preenchimento. (Barton, 2002). .....	23
Figura 4-10: Efeito escala causado pela diferença de tamanho das amostras em ensaios de resistência e dilatância causados por rugosidades (Barton, 1982). .....	26
Figura 4-11: Critério de ruptura de Mohr-Coulomb: (a) plano de cisalhamento a-b, (b) envoltória de ruptura em termos de tensão normal e tensão cisalhante, (c) envoltória de ruptura em termos de tensão principal (Zhao, 2000). .....	30
Figura 4-12: Influência da alteração de quartzo e sericita na resistência à compressão uniaxial em amostras de andesito a fosforito (Hoek, 2001). .....	32
Figura 4-13: Regressão linear a partir de valores de rebotes de Martelo de Schmidt e graus de alteração (Maldonado, 2006).....	33
Figura 4-14: Interpretação das tensões principais atuantes ( $\sigma_1$ , $\sigma_2$ e $\sigma_3$ ) na Zona de Cisalhamento Vazante (Charbel, 2015). .....	37
Figura 4-15: Interpretação das tensões atuantes na Zona de Cisalhamento Vazante, a 294,50 m de profundidade (Charbel, 2015). .....	38

Figura 4-16: Relação do fator k em função da profundidade da escavação e diferentes módulos de deformação (modificado de Hoek <i>et al.</i> , 2005).....	39
Figura 4-17: Modelagem numérica por Elementos Finitos, com o domínio do problema (a), a discretização do domínio (b), e elemento triangular individual (Brady e Brown, 2004). .....	42
Figura 4-18: Situações típicas de maciços rochosos, sob diferentes estados de tensão e sistemas de contenção (modificado de Hoek, Kaiser e Bawden, 2000). .....	45
Figura 4-19: Respostas diferentes de tipos suporte perante a esforços (modificado de Windsor, 1997). .....	47
Figura 4-20: Variação da deformação radial em galerias subterrâneas, com o afastamento da frente de desenvolvimento (modificado de Hoek, Kaiser e Bawden, 2000). .....	48
Figura 4-21: Resposta do sistema de reforço às deformações nas paredes do túnel, resultando em equilíbrio do maciço (modificado de Hoek, Kaiser e Bawden, 2000). ...	49
Figura 4-22: Resposta do sistema de reforço às deformações nas paredes do túnel, resultando no colapso do maciço (modificado de Hoek, Kaiser e Bawden, 2000). .....	50
Figura 4-23: Reforço sugerido para travessas, próximas a realces de lavra (Hoek, Kaiser e Bawden, 2000). .....	51
Figura 4-24: Cabeamento da capa de <i>stopes</i> na Mina de Campbell, Canadá (Bourchier <i>et al.</i> , 1992).....	52
Figura 4-25: Elementos básicos de ancoragem de tirantes (modificado de Windsor, 1996). .....	53
Figura 4-26: Arranjo de tirante mecanicamente ancorado e grauteado (Hoek, Kaiser e Bawden, 2000). .....	53
Figura 4-27: Arranjo de tirante ancorado com resina expansiva e grauteado (Hoek, Kaiser e Bawden, 2000). .....	54
Figura 4-28: Arranjo de pino de ancoramento grauteado com argamassa de cimento (Hoek, Kaiser e Bawden, 2000). .....	54
Figura 4-29: Arranjo do Swellex antes e depois da expansão por água sob pressão (Hoek, Kaiser e Bawden, 2005). .....	55
Figura 5-1: Localização do município de Vazante. ....	57

Figura 5-2: Imagem de satélite com destaque para a área urbana da cidade de Vazante, e as cavas da Mina de Vazante. (Fonte: Google Earth®).....	58
Figura 5-3: Mapa geológico regional do Cráton São Francisco (Alckmin e Marshak, 1998) .....	61
Figura 5-4: Coluna estratigráfica do Grupo Vazante (Dardenne, 2000).....	63
Figura 5-5: Evolução tectônica da Faixa Brasília nos segmentos meridional e setentrional (Dardenne, 2000).....	67
Figura 5-6: Sistema de imbricamento na Zona de Cisalhamento Vazante (Dardenne, 2000) .....	69
Figura 5-7: Mapa geológico local da Mina de Vazante, com destaque para as regiões da Lumiadeira, Bocainas e Sucuri, e as principais estruturas de falha. ....	70
Figura 5-8: Seção geral da Mina de Vazante (Magalhães e Cella, 2009).....	71
Figura 5-9: a) Diagrama de isolinhas de juntas em toda a área (N=1252, moda 45/88). b) Roseta de frequências de juntas (máximo=7,5%). c) Diagrama de isolinhas das falhas transcorrentes dextrais (N=32, modas 39/81 e 194/86). d) Roseta de frequências das falhas transcorrentes dextrais (máximo 14%). e) Bloco diagrama esquemático da fase D5, representando a compartimentação gerada pelas falhas EW e a deformação distensional condicionada pelas falhas NW. (Rostirolla et. al., 2002) .....	73
Figura 5-10: Modelo hipotético de circulação das águas subterrâneas com fluxo subterrâneo ascendente para o SCV (Bittencourt e Reis Neto, 2012) .....	74
Figura 5-11: Níveis de desenvolvimento de feições cársticas na sua condição original, perfil paralelo a Falha vazante.(Pessoa <i>et al.</i> , 2012). ....	74
Figura 5-12: Seção com vista para SW das galerias 388 GMS e GMS2, onde houve um deslocamento do corpo de minério devido a presença de uma falha de baixo ângulo. ..	75
Figura 5-13: Figura esquemática com as dimensões das galerias de minério (GM), a esquerda, e de transporte (GT), a direita, ligadas pelas travessas, além da altura dos <i>stopes</i> de lavra, e a espessura dos pilares de sustentação entre os <i>stopes</i> . ....	77
Figura 5-14: Localização das estações de bombeamento de água da Mina Subterrânea de Vazante (Bittencourt <i>et al.</i> , 2008). ....	78
Figura 5-15: Arranjo entre os principais tipos de galerias da Mina Subterrânea de Vazante, em função dos corpos mineralizados. ....	79



Figura 5-16: Seção com o bloco de lavra escavado x planejado, e as relações angulares entre a foliação da marga e o corpo de minério. ....	80
Figura 5-17: Figura esquemática da campanha de sondagem realizada na área do projeto. ....	82
Figura 6-1: Estereograma da medidas das atitudes de S0 obtidas por Bhering (2009). .	84
Figura 6-2 Estereograma da medidas das atitudes da FVZ obtidas por Bhering (2009).	84
Figura 6-3: Mapeamento da travessa 13055, no nível 388, próximo à área de estudos (Retirado de Charbel, 2015).....	85
Figura 6-4: Mapeamento da travessa 12775, no nível 388, próximo à área de estudos (Retirado de Charbel, 2015).....	85
Figura 6-5: Mapeamento da travessa 12850, no nível 345, próximo à área de estudos (Retirado de Charbel, 2015).....	85
Figura 6-6: Imagem do testemunho de sondagem de dolomito intercalado com marga da Mina de Vazante, e o desenho dos traços de S0 e S1. ....	87
Figura 6-7: Estereograma da atitudes obtidas para S0/S1 em testemunhos de sondagem da área de estudo.....	88
Figura 6-8: Imagem do testemunho de sondagem do contato entre brecha dolomítica e brecha willemítica da Mina de Vazante, e o desenho dos traços da Falha Vazante (FVZ). ....	89
Figura 6-9: Estereograma da atitudes obtidas para FVZ em testemunhos de sondagem da área de estudo.....	89
Figura 6-10: Imagem do testemunho de sondagem de dolomito da Mina de Vazante, e o desenho dos traços de S0/S1 e a família NW. ....	90
Figura 6-11: Estereograma das atitudes obtidas para a família NW em testemunhos de sondagem da área de estudo.....	91
Figura 6-12: Imagem do testemunho de sondagem de dolomito e brecha dolomítica da Mina de Vazante, e o desenho dos traços da família NE→NW. ....	92
Figura 6-13: Estereograma da atitudes obtidas para a família NE→NW em testemunhos de sondagem da área de estudo.....	93
Figura 6-14: Imagem do testemunho de sondagem de brecha dolomítica da Mina de Vazante, e o desenho dos traços da família NE→SE.. ....	93

Figura 6-15: Estereograma da atitudes obtidas para a família NE→SE em testemunhos de sondagem da área de estudo.....	94
Figura 7-1: Histogramas de frequência relativa dos valores de $E_i$ e $\sigma_{ci}$ obtidos em ensaios de laboratório com testemunhos das rochas intactas do maciço da Mina de Vazante (modificado de Charbel, 2015).....	96
Figura 7-2: Gráfico para obtenção de GSI em maciços sedimentares intercalados, com os valores adotados para os maciços rochosos da Mina de Vazante (Modificado de Hoek, Marinos e Marinos, 2004).....	99
Figura 7-3: Quadro comparativo entre descontinuidades com resistências controladas pela rocha, pelo preenchimento e mistas. ....	102
Figura 7-4: Figura esquemática da obtenção do ângulo de atrito básico da rochas ( $\phi_b$ ) através do <i>tilt-test</i> . ....	104
Figura 7-5: Histograma de frequência relativa para os valores de "R" obtidos para brechas e dolomitos são na Mina de Vazante .....	105
Figura 7-6: Histograma de frequência dos valores de "r" obtidos para brechas e dolomitos alterados na Mina de Vazante.....	105
Figura 7-7: Regressão linear para valores de "r/R" em função de valores para rocha sã ( $J_a=1$ ) e rocha alterada ( $J_a=4$ ).....	106
Figura 7-8: Histograma de frequência simples relativa em %, comparando valores de $\sigma_{ci}$ obtidos em laboratório, e valores adquiridos com as equações em função de "r". .....	107
Figura 7-9: Histograma de frequência simples relativa em %, comparando valores de $E_i$ obtidos em laboratório, e valores adquiridos com as equações em função de "r". .....	108
Figura 7-10: Figura esquemática do processo de aplainamento de descontinuidades rugosas quando submetidas a grandes tensões. ....	112
Figura 8-1: Galerias, rampas e furos de sondagem projetadas na região de estudo, com o software GEM4D <sup>®</sup> , entre os níveis 345 e 210 (cotas 345,00 m e 210,00 m), e perfis 13100 e 13500.....	116
Figura 8-2: Imagem esquemática do perfil 13225, com furos de sondagem e suas respectivas litologias atravessadas, além das principais famílias de descontinuidades presentes.....	117

Figura 8-3: Imagem esquemática do perfil 13300, com furos de sondagem e suas respectivas litologias atravessadas, além das principais famílias de descontinuidades presentes.....	117
Figura 8-4: Imagens com vistas diferentes das descontinuidades observadas na região de estudo.....	118
Figura 8-5: Imagem da análise de estabilidade das cunhas críticas, em 2D, por análise cinemática, da galeria 300 GM2, no perfil 13300. ....	121
Figura 8-6: Imagem da análise de estabilidade das cunhas críticas, em 3D, por análise cinemática, da galeria 300 GM2, no perfil 13300. ....	121
Figura 8-7: Imagem da análise de estabilidade das cunhas críticas da galeria 210 GT, em 2D, no perfil 13300.....	122
Figura 8-8: Imagem da análise de estabilidade das cunhas críticas da galeria 210 GT, em 3D, no perfil 13300.....	123
Figura 8-9: Imagens das análises de estabilidade das cunhas críticas em realces de lavra, em 2D, com baixo ângulo (esquerda) e alto ângulo (direita).....	124
Figura 8-10: Imagens das análises de estabilidade das cunhas críticas em realces de lavra, em 3D, com baixo ângulo. ....	125
Figura 8-11: Interpretação geológica do perfil 13225, na porção superior, entre níveis 300 e 345, e sequência de escavações.....	128
Figura 8-12: Interpretação geológica do perfil 13225, na porção inferior, entre níveis 210 e 300, e sequência de escavações.....	128
Figura 8-13: Interpretação geológica do perfil 13300, na porção superior, entre níveis 300 e 345, e sequência de escavações.....	129
Figura 8-14: Interpretação geológica do perfil 13300, na porção inferior, entre níveis 240 e 300, e sequência de escavações.....	129
Figura 8-15: Modelo geológico-geotécnico descontínuo, evidenciando o padrão da malha de elementos finitos. ....	131
Figura 8-16: Modelo geológico-geotécnico contínuo, evidenciando o padrão da malha de elementos finitos. ....	132
Figura 8-17: Porção superior do perfil 13225 interpretado, com foco nas galerias de minério dos níveis 345 e 326. ....	133

Figura 8-18: Análises por elementos finitos das galerias 326 GM e 345 GM, no perfil 13225 . Acima, as análises por meios contínuos, e, abaixo, as análises por meios descontínuos.....	134
Figura 8-19: Porção superior do perfil 13225 interpretado, com foco na galeria de minério do nível 300, antes e depois da escavações dos realces de lavra.....	135
Figura 8-20: Análises por elementos finitos da galerias 300 GM2, no perfil 13225. Acima, as análises por meios contínuos, e, abaixo, as análises por meios descontínuos. A-1 é a análise da galeria sem os tirantes, e A-2 e A-3 são as análises com os tirantes, no momento da instalação e pós instalação, respectivamente. ....	136
Figura 8-21: Porção superior do perfil 13300 interpretado, com foco na galeria de minério do nível 345, no momento da instalação e pós a instalação dos tirantes.....	137
Figura 8-22: Análises por elementos finitos da galeria 345 GM, no perfil 13300. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. A-1 e B-1 são as análises da galeria sem os tirantes, enquanto A-2 e A-3, e B-2 e B-3, são as análises com os tirantes, no momento da instalação e pós instalação, .....	138
Figura 8-23: Porção superior do perfil 13300 interpretado, com foco na galeria de minério do nível 326, no momento da instalação e pós a instalação dos tirantes.....	139
Figura 8-24: Análises por elementos finitos da galeria 326 GM, no perfil 13300. À esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. A-1 e B-1 são as análises da galeria sem os tirantes, enquanto A-2 e A-3, e B-2 e B-3, são as análises com os tirantes, no momento da instalação e pós instalação, respectivamente. ....	140
Figura 8-25: Porção inferior do perfil 13300 interpretado, com foco na galeria de minério do nível 270, no momento da instalação e pós a instalação dos tirantes.....	141
Figura 8-26: Análises por elementos finitos da galeria 270 GM, no perfil 13300. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. A-1 e B-1 são as análises da galeria sem os tirantes, enquanto A-2 e A-3, e B-2 e B-3, são as análises com os tirantes, no momento da instalação e pós instalação, respectivamente. ....	142
Figura 8-27: Porção superior do perfil 13225 interpretado, com foco na galeria de transporte do nível 300, após a escavação do realce da galeria 300 GM. ....	144

Figura 8-28: Análises por elementos finitos da galeria 300 GT, no perfil 13225. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. A-1 e B-1 são as análises da galeria sem os tirantes, enquanto A-2 e B-2, são as análises com os tirantes, na etapa em os maiores valores de tensões são observados. ....	144
Figura 8-29: Porção superior do perfil 13225 interpretado, com foco na galeria de transporte do nível 345, após a escavação do realce da galeria 300 GM. ....	145
Figura 8-30: Análises por elementos finitos da galeria 345 GT, no perfil 13225. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. A-1 e B-1 são as análises da galeria sem os tirantes, enquanto A-2 e B-2, são as análises com os tirantes, na etapa em os maiores valores de tensões são observados. ....	145
Figura 8-31: Porção inferior do perfil 13225 interpretado, com foco na galeria de transporte do nível 210, após a escavação dos realces entre as galerias 210 GM e 240 GM, e entre 240 GM e 270 GM.....	146
Figura 8-32: Análises por elementos finitos da galeria 300 GT, no perfil 13225. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises da galeria sem os tirantes, enquanto que, abaixo, estão as análises com os tirantes, na etapa em os maiores valores de tensões são observados. ....	146
Figura 8-33: Porção inferior do perfil 13225 interpretado, com foco na galeria de transporte do nível 270, após a escavação dos realces entre as galerias 210 GM e 240 GM, entre 240 GM e 270 GM e entre 270 GM e 300 GM.....	147
Figura 8-34: Análises por elementos finitos da galeria 270 GT, no perfil 13225. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises da galeria sem os tirantes, enquanto que, abaixo, estão as análises com os tirantes, na etapa em os maiores valores de tensões são observados. ....	148
Figura 8-35: Porção superior do perfil 13300 interpretado, com foco na galeria de transporte do nível 300, após a escavação dos realces entre as galerias 300 GM e 326 GM, e entre 326 GM e 345 GM.....	148

Figura 8-36: Análises por elementos finitos da galeria 300 GT, no perfil 13300. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises da galeria sem os tirantes, enquanto que, abaixo, estão as análises com os tirantes, na etapa em os maiores valores de tensões são observados. ....	149
Figura 8-37: Porção inferior do perfil 13300 interpretado, com foco na galeria de transporte do nível 270, após a escavação dos realces entre as galerias 240 GM e 270 GM, e entre 270 GM e 300 GM.....	150
Figura 8-38: Análises por elementos finitos da galeria 270 GT, no perfil 13300. À esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises da galeria sem os tirantes, enquanto que, abaixo, estão as análises com os tirantes, na etapa em que os maiores valores de tensões são observados. ....	150
Figura 8-39: Porção superior do perfil 13225 interpretado, com foco no realce entre as galerias 300 GM e 326 GM. ....	152
Figura 8-40: Análises por elementos finitos do realce da galerias 300 GM, no perfil 13225. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises dos realces sem os cabos, enquanto que, abaixo, estão as análises com os cabos, logo após a escavação. ....	153
Figura 8-41: Porção superior do perfil 13225 interpretado, com foco no realce da galeria 300 GM2.....	154
Figura 8-42: Análises por elementos finitos do realce da galerias 300 GM2, no perfil. À esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises dos realces sem os cabos, enquanto que, abaixo, estão as análises com os cabos, logo após a escavação. ....	154
Figura 8-43: Porção inferior do perfil 13225 interpretado, com foco no realce entre as galerias 240 GM e 270 GM. ....	155
Figura 8-44: Análises por elementos finitos do realce entre as galerias 240 GM e 270 GM, no perfil 13225. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises dos realces sem os cabos, enquanto que, abaixo, estão as análises com os cabos, logo após a escavação. ....	156

Figura 8-45: Porção inferior do perfil 13225 interpretado, com foco no realce entre as galerias 270 GM e 300 GM .....	157
Figura 8-46: Análises por elementos finitos do realce entre as galerias 270 GM e 300 GM, no perfil 13225. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises dos realces sem os cabos, enquanto que, abaixo, estão as análises com os cabos, logo após a escavação. ....	158
Figura 8-47: Porção superior do perfil 13300 interpretado, com foco no realce entre as galerias 300 GM e 326 GM. ....	159
Figura 8-48: Análises por elementos finitos do realce entre as galerias 300 GM e 326 GM, no perfil 13300. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises dos realces sem os cabos, enquanto que, abaixo, estão as análises com os cabos, logo após a escavação. ....	159
Figura 8-49: Porção superior do perfil 13300 interpretado, com foco no realce entre as galerias 326 GM e 345 GM. ....	160
Figura 8-50: Análises por elementos finitos do realce entre as galerias 326 GM e 345 GM, no perfil 13300. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises dos realces sem os cabos, enquanto que, abaixo, estão as análises com os cabos, logo após a escavação. ....	161
Figura 8-51: Porção inferior do perfil 13300 interpretado, com foco no realce entre as galerias 240 GM e 270 GM. ....	162
Figura 8-52: Análises por elementos finitos do realce entre as galerias 240 GM e 270 GM, no perfil 13300. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises dos realces sem os cabos, enquanto que, abaixo, estão as análises com os cabos, logo após a escavação. ....	162
Figura 8-53: Porção inferior do perfil 13300 interpretado, com foco no realce entre as galerias 300 GM2 e 270 GM2. ....	164
Figura 8-54: Análises por elementos finitos do realce entre as galerias 270 GM2 e 300 GM2, no perfil 13300. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises dos realces sem os cabos, enquanto que, abaixo, estão as análises com os cabos, logo após a escavação. ....	164
Figura 8-55: Porção inferior do perfil 13300 interpretado, com foco no realce entre as galerias 270 GM e 300 GM. ....	165

Figura 8-56: Análises por elementos finitos do realce entre as galerias 270 GM e 300 GM, no perfil 13300 , obtidas. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises dos realces sem os cabos, enquanto que, abaixo, estão as análises com os cabos, logo após a escavação. .... 166



## Lista de Tabelas

Tabela 4-1: Relação entre tipo de escavação e o parâmetro ESR (Barton, 2008) .....	11
Tabela 4-2: Sistema Vazante (modificado de Couto & Caldeira, 2002, <i>apud</i> Charbel, 2015). .....	16
Tabela 4-3: Relação entre grau de alteração e $\sigma_{ci}$ (Couto & Caldeira, 2002 <i>apud</i> Charbel, 2015) .....	17
Tabela 4-4: Relação entre o índice Jr e tipos de rugosidades encontradas em rochas (modificado de Barton, 2002) .....	18
Tabela 4-5: Relação entre o índice Ja e os tipos de alteração de descontinuidades encontrados em rochas (modificado de Barton, 2002). .....	19
Tabela 4-6: Tabela para determinação do fator de detonação (D), e função do tipo de desmonte do maciço rochoso (modificado de Hoek e Marinos, 2007). .....	29
Tabela 6-1: Atitudes médias (direção do mergulho / mergulho) das famílias de descontinuidades presentes no maciço rochoso da Mina de Vazante, em função das fases deformacionais ( $D_1, D_2, D_3, D_4$ e $D_5$ ), detalhadas no item 5.2.2.....	83
Tabela 7-1: Valores de $m_i$ , $\sigma_{ci}$ e equação de Hoek-Brown para rochas intactas.....	97
Tabela 7-2: Valores da constante de poisson e peso específico das rochas intactas. ....	97
Tabela 7-3: Parâmetros geotécnicos de Hoek e Brown para os maciços rochosos da Mina de Vazante. ....	100
Tabela 7-4: Descrição dos grupos geotécnicos de descontinuidades em função do fator dominante, material de preenchimento, grau de alteração e rugosidade. ....	103
Tabela 7-5: Valores de $\phi_b$ obtidos através de <i>tilt-test</i> com testemunhos de sondagem das rochas encontradas na Mina de Vazante.....	104
Tabela 7-6: Equações disponíveis na bibliografia para obtenção de $\sigma_{ci}$ e $E_i$ a partir dos valores de "r".....	107
Tabela 7-7: Valores de $\phi_r$ e c obtidos na bibliografia, para margas e argilas. ....	110
Tabela 7-8: Valores dos parâmetros geotécnicos adotados para margas e argilas. ....	110
Tabela 7-9: Coeficientes de rigidez normal ( $K_n$ ) e rigidez cisalhante ( $K_s$ ) ao longo dos planos de descontinuidades dos diferentes grupos geotécnicos.....	111

Tabela 7-10: Parâmetros geotécnicos e equação de tensão cisalhante de Barton e Bandis para descontinuidades rugosas.....	112
Tabela 7-11: : Parâmetros geotécnicos e equação de tensão cisalhante de Barton e Bandis para descontinuidades lisas preenchidas por carbonato alterado.....	113
Tabela 7-12: : Parâmetros geotécnicos e equação de tensão cisalhante de Mohr-Coulomb para descontinuidades lisas preenchidas por margã e argila.....	113
Tabela 7-13: : Parâmetros geotécnicos e equação de tensão cisalhante de Barton e Bandis para descontinuidades mistas.....	114
Tabela 8-1: Parâmetros geotécnicos e elásticos dos maciços rochosos, para análise em meios contínuos e meios descontínuos. ....	127
Tabela 8-2: Tabela resumo com as características dos maciços rochosos, resultados das análises e sistema de suporte, das galerias de minério. ....	143
Tabela 8-3: Tabela resumo com as características dos maciços rochosos, resultados das análises e sistema de suporte, das galerias de transporte.....	151
Tabela 8-4: Tabela resumo com as características dos maciços rochosos, resultados das análises e sistema de suporte, dos realces de lavra do perfil 13225. ....	167
Tabela 8-5: Tabela resumo com as características dos maciços rochosos, resultados das análises e sistema de suporte, dos realces de lavra do perfil 13300. ....	168

## Lista de Símbolos, Nomenclatura e Abreviações

- A - Grau de alteração
- a - Parâmetro de Hoek-Brown característico da rocha
- BA - Baixo ângulo
- BQ - diâmetro de furo de sondagem igual a 36,5 mm
- BXD - Brecha dolomítica
- BXW - Brecha Willemítica
- c - Coesão
- c - resistência a compressão não confinada
- cm - centímetros
- CV - Coeficiente de variação de uma amostra
- D - Fator de efeito de detonação sobre o maciço rochoso
- dc- deslocamento crítico
- DCZ - Dolomito cinza
- DF - Distrito Federal
- dm - decímetro
- dm<sup>3</sup> - decímetro cúbico
- DORO - Dolomito rosa
- dp - desvio padrão
- ds - deslocamento de serviço
- e - número neperiano
- exp - função exponencial do número neperiano
- E - direção leste
- E - módulo de deformabilidade
- E<sub>0</sub> - módulo de deformabilidade normal
- E<sub>i</sub> - módulo de deformabilidade da rocha intacta
- E<sub>mr</sub> - módulo de deformabilidade do maciço rochoso
- ESR - *excavation support ratio*
- EW - direção leste-oeste
- F - Grau de fraturamento

FB - Faixa Brasília  
FDB - Faixa de Dobramentos Brasília  
Fm - Formação  
Fs - Carga de trabalho  
FVZ - Falha Vazante  
G<sub>0</sub> - módulo de deformabilidade cisalhante  
gf/cm<sup>3</sup> - grama-força por centímetro cúbico  
GM - Galeria de Minério  
GP - Galeria de Pesquisa  
GPa - Gigapascal  
Gr - Grupo  
GSI - *Geological Strength Index*  
GT - Galeria de transporte  
Hp - Altura do preenchimento  
Hr - Altura da rugosidade  
i - ângulo de dilatação  
IPT - Instituto de Pesquisas Tecnológicas  
ISRM - *International Society of Rock Mechanics*  
J<sub>a</sub> - Índice de influência da alteração das superfícies de descontinuidades  
JCS - *Joint Compressive Strength*  
J<sub>n</sub> - Índice de influência do número de famílias de descontinuidades  
J<sub>r</sub> - Índice de influência da rugosidade das superfícies de descontinuidades  
JRC - *Joint Roughness Coefficient*  
J<sub>w</sub> - Índice de influência da água subterrânea  
k - Relação entre a tensão horizontal e a tensão vertical  
k<sub>H</sub> - Relação entre a tensão horizontal maior e a tensão vertical  
k<sub>h</sub> - Relação entre a tensão horizontal menor e a tensão vertical  
kgf/cm<sup>2</sup> - Kilograma-força por centímetro quadrado  
km - Kilômetro  
Kn - Coeficiente de rigidez normal  
Ks - Coeficiente de rigidez cisalhante  
L - descontinuidade com resistência controlada pelo preenchimento

ln - Logarítimo neperiano  
log - Logaritmo na base 10  
M - descontinuidade com resistência controlada em parte pelo preenchimento e em parte pela rocha  
m - Metro  
m<sup>3</sup> - Metro cúbico  
m - parâmetro de resistência de Hoek-Brown para rocha  
m<sub>b</sub> - parâmetro de resistência de Hoek-Brown para maciço rochoso  
m<sub>r</sub> - parâmetro de resistência de Hoek-Brown para maciço rochoso residual  
mm - Milímetro  
MPa - Megapascal  
n - Número de dados de uma população estatística  
NE - Direção nordeste  
NS - Direção norte-sul  
NW - Direção noroeste  
p - Tensão vertical *in situ* antes da escavação  
Pf - Pressão de fluido hidrotermal  
Q - Índice do sistema de classificação de maciços rochosos de Barton  
Q<sub>0</sub> - Índice Q calculado com RQD<sub>0</sub>  
Q<sub>c</sub> - Índice Q calculado com  $\sigma_c$   
R - Descontinuidade com resistência controlada pela rocha  
r - raio da escavação  
RCS - Resistência a compressão simples  
RMR - *Rock Mass Rating*  
RQD - *Rock Quality Designation*  
RQD<sub>0</sub> - RQD na direção da escavação  
s - Parâmetro de Hoek-Brown para qualidade do maciço rochoso  
S<sub>0</sub> - Plano de acamamento sedimentar  
SE - Direção sudeste  
SRF - *Stress Reduction Factor*  
SW - Direção sudoeste  
tan - Tangente

ton/m<sup>3</sup> - Tonelada por metro cúbico

Tr - Travessa

u<sub>s</sub> - deslocamentos radiais

VM - Votorantim Metais

VRM - *Vertical Retreat Mining*

W - Direção oeste

ZCV - Zona de Cisalhamento Vazante

$\alpha$  - Ângulo entre o eixo do testemunho de sondagem e a linha de maior inclinação da descontinuidade

$\beta$  - Ângulo entre linha do fundo do furo e o traço apical

$\phi_b$  - Ângulo de atrito básico

$\phi_r$  - Ângulo de atrito residual

$\gamma$  - Peso específico

$\nu$  - Coeficiente de Poisson

$\pi$  - Constante matemática Pi

$\sigma$  - tensão

$\sigma_1$  - tensão principal

$\sigma_2$  - tensão intermediária

$\sigma_3$  - tensão menor

$\sigma_{ci}$  - resistência a compressão simples da rocha intacta

$\sigma_{cm}$  - resistência a compressão simples do maciço rochoso

$\sigma_h$  - tensão horizontal menor

$\sigma_H$  - tensão horizontal maior

$\sigma_v$  - tensão vertical

$\sigma_t$  - resistência a tração

$[\sigma_{ij}]$  - tensor de tensões

$\tau$  - Resistência ao cisalhamento

$\Sigma$  - Somatório

## Lista de Anexos

I) ANEXO I: Tabelas de referência para obtenção dos parâmetros geotécnicos do sistema Q, de Barton (Barton, 2002, <i>apud</i> Charbel, 2015).....	I-1
II) ANEXO II: Tabelas de contenções aplicadas, por classe geotécnica, segundo o Sistema de Classificação de Vazante (Couto e Caldeira, 2002).....	II-1
III) ANEXO III: Tabelas de descrição dos testemunhos de sondagem (arquivo pessoal).....	III-1
IV) ANEXO IV: Análises cinemáticas de cunhas nas galerias de minério. (arquivo pessoal).....	IV-1
V) ANEXO V: Análises cinemáticas de cunhas nas galerias de transporte. (arquivo pessoal).....	V-1
VI) ANEXO VI: Análises cinemáticas de cunhas nos realces de lavra. (arquivo pessoal).....	VI-1
VII) ANEXO VII: Análises por elementos finitos. (arquivo pessoal).....	VII-1

# Índice

1) INTRODUÇÃO .....	1
2) OBJETIVO .....	3
3) METODOLOGIA .....	4
4) REVISÃO BIBLIOGRÁFICA .....	5
4.1. AS DESCONTINUIDADES DOS MACIÇOS ROCHOSOS .....	5
4.1.1. ORIENTAÇÃO ESPACIAL DAS DESCONTINUIDADES .....	6
4.1.2. DETERMINAÇÃO DAS FAMÍLIAS DE DESCONTINUIDADES .....	7
4.2. CLASSIFICAÇÃO GEOTÉCNICA DE MACIÇOS ROCHOSOS .....	8
4.2.1. SISTEMA DE CLASSIFICAÇÃO Q DE BARTON .....	9
4.2.2. ÍNDICE DE RESISTÊNCIA GEOLÓGICA (GSI).....	13
4.2.3. SISTEMA DE CLASSIFICAÇÃO DE VAZANTE .....	16
4.3. CARACTERIZAÇÃO GEOTÉCNICA DE DESCONTINUIDADES .....	17
4.3.3. AVALIAÇÃO DO FATOR DOMINANTE.....	21
4.4. CRITÉRIOS DE RUPTURA .....	23
4.4.1. CRITÉRIO DE RUPTURA DE BARTON-BANDIS .....	25
4.4.2. CRITÉRIO DE RUPTURA DE HOEK- BROWN .....	27
4.4.3. CRITÉRIO DE RUPTURA DE MOHR-COULOMB .....	30
4.5. PARÂMETROS GEOTÉCNICOS DOS MATERIAIS .....	31
4.5.1. PARÂMETROS GEOTÉCNICOS DOS DOLOMITOS E BRECHAS .....	31
4.5.2. PARÂMETROS GEOTÉCNICOS DAS MARGAS.....	34
4.5.3. PARÂMETROS GEOTÉCNICOS DAS ARGILAS .....	35
4.6. ESTADO DE TENSÕES <i>IN-SITU</i> .....	36
4.7. ANÁLISES DE ESTABILIDADE DAS ESCAVAÇÕES .....	39



4.7.1. ANÁLISE CINEMÁTICA DE CUNHAS .....	40
4.7.2. MÉTODO DE ELEMENTOS FINITOS .....	40
4.7.3. AVALIAÇÃO DO MÉTODO DE ESTABILIZAÇÃO PARA AS ESCAVAÇÕES .....	43
5) ESTUDO DE CASO.....	57
5.1. LOCALIZAÇÃO E HISTÓRICO.....	57
5.2. GEOLOGIA .....	59
5.2.1. GEOLOGIA REGIONAL .....	59
5.2.2. GEOLOGIA LOCAL .....	70
5.3. MINA SUBTERRÂNEA DE VAZANTE.....	76
5.4. HISTÓRICOS DE RUPTURAS .....	79
5.5. O PROJETO.....	81
6) FAMÍLIAS DE DESCONTINUIDADES .....	83
6.1. PLANOS DE ACAMAMENTO (S0/S1).....	86
6.2. FALHA VAZANTE (FVZ) .....	88
6.3. ESTRUTURAS NW .....	90
6.4. ESTRUTURAS NE MERGULHANDO PARA NW (NE→NW) .....	92
6.5. ESTRUTURAS NE MERGULHANDO PARA SE (NE→SE) .....	93
7) PARÂMETROS GEOTÉCNICOS.....	95
7.1. PARÂMETROS GEOTÉCNICOS DA ROCHA INTACTA.....	95
7.2. PARÂMETROS GEOTÉCNICOS DOS MACIÇOS ROCHOSOS.....	98
7.3. PARÂMETROS GEOTÉCNICOS DAS DESCONTINUIDADES .....	100
7.3.1. DADOS PRELIMINARES.....	103
7.3.2. DESCONTINUIDADES RUGOSAS.....	111
7.3.3. DESCONTINUIDADES LISAS .....	112
7.3.4. DESCONTINUIDADES MISTAS.....	114

8)	ANÁLISES DE ESTABILIDADE DOS MACIÇOS ROCHOSOS .....	115
8.1.	MODELAMENTO GEOLÓGICO-GEOTÉCNICO .....	115
8.2.	ANÁLISES CINEMÁTICAS DE CUNHAS .....	119
8.2.1.	ANÁLISE DAS GALERIAS DE MINÉRIO .....	120
8.2.2.	ANÁLISE DAS GALERIAS DE TRANSPORTE .....	121
8.2.3.	ANÁLISE DOS REALCES DE LAVRA .....	123
8.3.	ANÁLISES PELO MÉTODO DE ELEMENTOS FINITOS .....	125
8.3.1.	ANÁLISES DAS GALERIAS DE MINÉRIO (GM).....	132
8.3.2.	ANÁLISES DAS GALERIAS DE TRANSPORTE (GT) .....	143
8.3.3.	ANÁLISES DOS REALCES DE LAVRA .....	151
9)	CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES .....	169

## 1) INTRODUÇÃO

Atualmente, no Brasil, a maioria dos estudos de estabilidade em escavações subterrâneas são feitos por métodos numéricos que consideram os maciços rochosos como meios contínuos, como o método dos elementos finitos, e/ou utilizando métodos de análises cinemáticas de cunhas. Basicamente, os métodos numéricos utilizam os parâmetros geotécnicos elásticos e plásticos do material, sendo que os meios descontínuos (com presença de fraturas, acamamentos e falhas geológicas) são comumente correlacionados a meios contínuos, através de parâmetros geotécnicos equivalentes. Esses parâmetros são obtidos por classificação do maciços rochosos, por meio de avaliação dos graus de alteração, fraturamento, influência de água, dentre outros, além de constantes e parâmetros elásticos da rocha intacta. Já as análises cinemáticas de cunhas avaliam o equilíbrio das cunhas e blocos formados pela interseção de descontinuidades nas paredes das escavações, com base nos parâmetros de resistência das famílias de fraturas, acamamentos ou falhas presentes. Os dois métodos possuem limitações intrínsecas às suas concepções.

As análises numéricas, por meios contínuos, não conseguem reproduzir o comportamento mecânico das descontinuidades presentes no maciço rochoso, enquanto que, nas análises cinemáticas, somente os blocos e cunhas superficiais, nas paredes da escavação, são avaliadas. Além disso, as análises cinemáticas não levam o comportamento elasto-plástico do material em consideração. Outra metodologia utilizada para análise de meios descontínuos é o método dos elementos distintos, que é capaz de avaliar as interações entre os blocos de rocha formados pelas descontinuidades, mas considerando o bloco perfeitamente rígido.

Ao longo da última década, muito tem se evoluído no sentido de criar códigos com conceitos mistos, para que seja possível reproduzir um cenário mais próximo da realidade, onde o comportamento geotécnico de rocha e das descontinuidades sejam avaliados ao mesmo tempo. Além do desafio tecnológico de se reproduzir o comportamento descontínuo do maciço rochoso, existe ainda o desafio da

caracterização geotécnica das discontinuidades, e caracterização de seu arranjo geométrico e espacial. A obtenção de todos esses dados se torna mais desafiadora caso não existam, ainda, escavações no local de estudo, de forma que não seja possível a avaliação dessas informações *in-situ*. Caso isso ocorra, se faz necessária uma obtenção de dados de forma remota, através de testemunhos de sondagem orientados, perfilamento de furos por câmeras, ou utilização de métodos geofísicos.

Esta dissertação aborda as metodologias mais usuais para a caracterização e modelamento geológico-geotécnico de maciços rochosos descontínuos, e propõe uma metodologia de estudos de estabilidade em meios dessa natureza. Para tanto, foi realizado um estudo de caso, em uma determinada região da Mina Subterrânea de Vazante, onde os eventos de colapsos relacionados a formação de lajes e blocos são recorrentes.

## **2) OBJETIVO**

O objetivo geral desta dissertação é a avaliação de estabilidade de escavações subterrâneas em meios descontínuos, por meio de caracterização e modelamento geotécnico-geotécnicos dos maciços rochosos e suas descontinuidades, com a utilização de testemunhos de sondagem rotativa, ensaios de laboratório e dados de campo. A região de estudo abrange os perfis 13150 e 13400, entre as cotas 345,00 m e 210,00 m, em relação ao nível do mar, em área ainda não estudada da Mina Subterrânea de Vazante-MG.

Outro objetivo é a otimização das informações provenientes dos testemunhos de sondagem, a partir da caracterização geotécnica detalhada das famílias de descontinuidades, e orientação espacial das mesmas, por correlações com camadas guia (com orientações médias conhecidas e pouco variáveis).

### **3) METODOLOGIA**

A sequência metodológica para elaboração da presente pesquisa, é enumerada a seguir:

- I. Descrição geológica-geotécnica dos testemunhos de sondagem;
- II. Classificação geotécnica dos maciços rochosos e descontinuidades;
- III. Obtenção dos parâmetros geotécnicos dos maciços rochosos e suas descontinuidades;
- IV. Modelamento geológico-geotécnico dos maciços rochosos para meios contínuos e meios descontínuos;
- V. Análises de estabilidade e soluções de estabilização de cunhas e blocos na escavações projetadas, pelo Método dos Blocos Chave;
- VI. Análises de estabilidade e soluções de estabilização das escavações projetadas, pelo Método dos Elementos Finitos, em meios contínuos e meios descontínuos;
- VII. Avaliação comparativa dos resultados obtidos.

## **4) REVISÃO BIBLIOGRÁFICA**

### **4.1. AS DESCONTINUIDADES DOS MACIÇOS ROCHOSOS**

Vários são os casos de problemas em obras de engenharia que estão relacionados às características do arcabouço geológico-estrutural dos maciços rochosos. Hasui e Mito (1992) demonstram a importância de um modelo geológico-estrutural bem elaborado, para a compreensão dos comportamentos do maciço como um todo. Segundo os mesmos autores, as famílias de juntas são planos de ruptura das rochas com características físicas e mecânicas similares, que ocorrem em arranjos paralelos ou subparalelos.

Nas rochas sedimentares, os planos de acamamento representam as feições formadas a partir da deposição de sedimentos em camadas, sendo estas paralelas entre si ou não. Comumente, esses planos agem como uma forte descontinuidade mecânica e o crescimento de fraturas é menos provável que seja uniforme em todas as direções (Lacazette e Engelder, 1992). No entanto, se a tensão normal efetiva existente em uma fratura é suficientemente compressiva, a propagação da fratura irá atravessar as descontinuidades previamente formadas (Ruf *et al.*, 1998).

Hoek *et al.* (2005) relatam que as rochas sedimentares, depositadas em ambientes marinhos rasos e calmos, podem apresentar uma sequência estratigráfica com variações litológicas significativas do ponto de vista da engenharia estrutural. Esses maciços rochosos apresentam características de engenharia consideravelmente diferentes em relação a maciços de mesma composição, mas tectonicamente perturbados.

As descontinuidades ao longo das quais houve movimentação relativa de blocos são as falhas, diáclase ou zonas de cisalhamento, rúptil ou dúctil (Pinotti e Carneiro, 2012). Nas zonas de falha, são desenvolvidos sistemas de fraturas e falhas, preenchidas ou não, cujas características são fundamentais para o comportamento mecânico do maciço.

Além disso, as falhas podem colocar em contato tectônico, rochas formadas em ambientes diferentes, com composições e comportamentos mecânicos distintos.

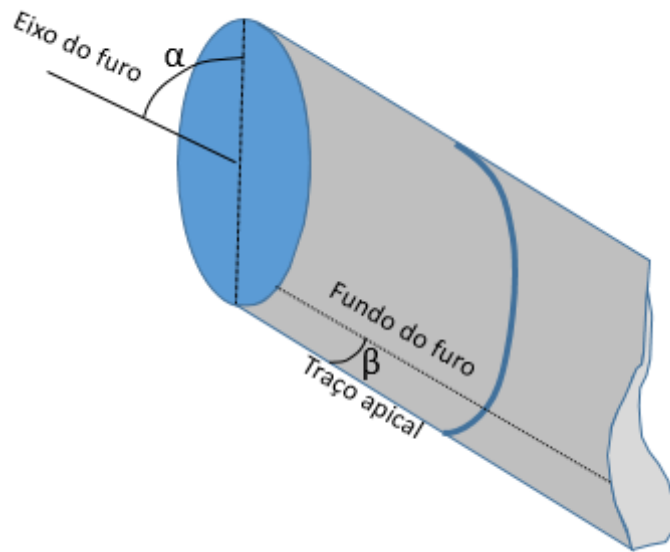
Portanto, para fins de engenharia geotécnica em maciços rochosos sedimentares, é essencial a caracterização das descontinuidades originadas por intercalações litológicas, assim com os sistemas de fraturas e zonas de falhas. A determinação da origem das famílias de descontinuidades e suas relações cronológicas, também é muito importante para a inferência de alguns parâmetros geotécnicos, como persistência e grau de alteração. A orientação espacial de cada geração de descontinuidades é outro fator determinante, pois as suas relações angulares podem levar a uma instabilidade ou não, perante novas condições de tensões no maciço, com a abertura de escavações.

#### 4.1.1. ORIENTAÇÃO ESPACIAL DAS DESCONTINUIDADES

Em 1976, R.E. Goodman introduziu na literatura as técnicas para orientação espacial de descontinuidades em testemunhos de sondagem, através dos ângulos  $\alpha$  e  $\beta$ . No sistema desenvolvido por ele, o primeiro parâmetro é o menor ângulo entre o eixo do furo e a reta de maior declividade do plano, nomeado ângulo  $\alpha$ . O ângulo  $\beta$  é determinado entre a linha do fundo do furo, formada pelos pontos de menor cota das seções ortogonais em relação ao eixo do testemunho de sondagem, e o traço apical, que é a extensão da reta de maior declividade da descontinuidade, na lateral do testemunho.

A Figura 4-1 mostra de forma esquemática os ângulos necessários para a orientação das descontinuidades em testemunhos de sondagem.



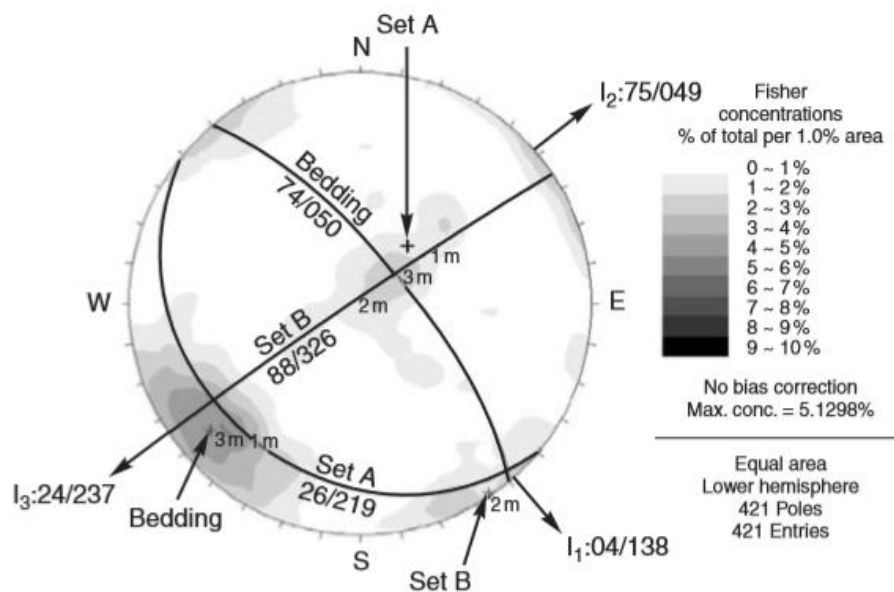


**Figura 4-1:** Imagem esquemática de um testemunho de sondagem e os ângulos  $\alpha$  e  $\beta$ .

#### 4.1.2. DETERMINAÇÃO DAS FAMÍLIAS DE DESCONTINUIDADES

Quando os polos dos planos representados no estereograma exibem a tendência de se aglomerar aproximadamente ao redor de um ponto, então é possível determinar uma direção preferencial, com base no ponto de maior concentração de polos de planos (Goodman, 1980). Assim são determinados os grupos de discontinuidades paralelas e sub-paralelas, que aliados à características genéticas (acamamento, fratura ou falha) e geotécnicas (material de preenchimento, grau de alteração e rugosidade), determinam as famílias de discontinuidades e suas atitudes preferenciais.

A Figura 4-2 mostra um exemplo de estudo de famílias de discontinuidades, com a utilização de rede estereográfica, pelos pólos dos planos e direção média de caimento.



**Figura 4-2:** Clusterização de medidas de famílias de descontinuidades em rede estereográfica (Wyllie e Mah, 2004)

Charbel (2015) e Bhering (2009) levantaram várias atitudes de descontinuidades em galerias de minério, galerias de transporte e travessas, em diversos níveis da Mina de Vazante. As orientações principais relatadas por esses autores serão comparadas às estruturas levantadas através da orientação dos testemunhos de sondagem.

#### 4.2. CLASSIFICAÇÃO GEOTÉCNICA DE MACIÇOS ROCHOSOS

Os sistemas de classificação geotécnica dos maciços rochosos visam propiciar as estimativas de deformação e parâmetros de resistência, fornecer dados suficientes para a determinação de suportes e estabelecer uma plataforma de comunicação entre profissionais de exploração geológico-geotécnica, *design* de escavações e construção (Cai e Kaiser, 2006).

Em obras subterrâneas, a avaliação do sistema de suporte necessário para garantir a estabilidade da escavação, comumente é feita por meio de métodos empíricos, principalmente em galerias e realces de mineração. Hoek e Brown (1980) definiram os métodos empíricos como "metodologias de avaliação de escavações para uso em

projeto, elaborados a partir de experiências adquiridas em escavações anteriores, localizadas em diferentes lugares e condicionadas por diversos estados do maciço e do suporte".

Dentre os vários métodos empíricos disponíveis na literatura, os mais utilizados são os sistemas RMR (Rock Mass Rating) desenvolvido por Bieniawsky (1989), Q (Barton *et al.*, 1974) e o sistema proposto por Hoek-Brown (1994) com base no índice GSI (Geological Strength Index). Todos esses sistemas vêm sendo aprimorados constantemente, desde a sua criação. O módulo de deformação e a resistência à compressão uniaxial do maciço rochoso, quando estimados com os sistemas RMR (Rock Mass Rating), Q e GSI (Geological Strength Index), indicam poucas mudanças na correlação entre esses valores e a qualidade do maciço, de muito bom a muito ruim (Ramamurthy, 2004).

No presente trabalho, os principais sistemas a serem estudados são o sistema Q, pela facilidade de correlação com o critério de ruptura de Barton e Bandis (1990), o sistema GSI de Hoek-Brown, para utilização no critério de ruptura para maciços rochosos de autoria dos mesmos, e o Sistema Vazante, criado por Couto e Caldeira (2002) para atender as demandas específicas da Mina de Vazante.

#### 4.2.1. SISTEMA DE CLASSIFICAÇÃO Q DE BARTON

O sistema Q foi originalmente desenvolvido para a classificação de maciços rochosos, com o objetivo de ser uma ferramenta que ajude na avaliação do suporte necessário para estabilização de túneis e cavernas (Palmstrom e Broch, 2006). Em 1974, Barton, Lien e Lunde introduziram o sistema de classificação, com a publicação "Classificação de maciços rochosos na engenharia, para o *design* de suporte de túneis" com base no estudo de mais de 200 túneis.

Na equação de Barton, apresentada a seguir, a relação  $RQD/J_n$  é relativa ao tamanho do bloco formado pelo encontro das descontinuidades,  $J_r/J_a$  é relativa à resistência por atrito (para a descontinuidade menos favorável a estabilidade), e  $J_w/SRF$  expressa as

tensões operantes nas vizinhanças da escavação, em função da pressão gerada pela água percolante no maciço, tensões *in situ* e estruturas geológicas. Então o índice Q é definido por:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

(4-1)

Onde:

RQD = índice de qualidade da rocha, em % de pedaços de testemunho maiores que 100 mm, e um metro;

J<sub>n</sub> = índice de influência do número de famílias de descontinuidades no domínio selecionado;

J<sub>r</sub> = índice de influência da rugosidade da descontinuidade menos favorável;

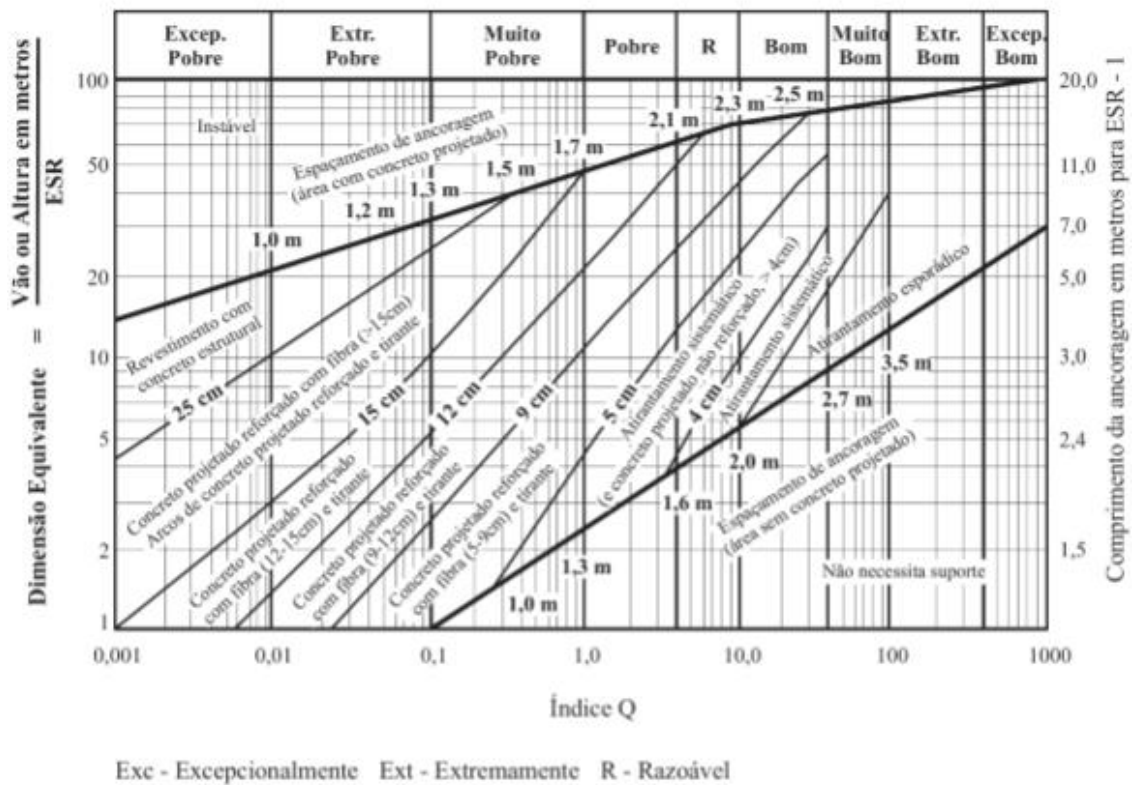
J<sub>a</sub> = índice de influência do grau de alteração das paredes ou preenchimento;

J<sub>w</sub> = índice de influência das pressões geradas por água percolante;

SRF (Stress Reduction Factor) = índice de influência das tensões no maciço rochoso.

As tabelas de referência para a determinação dos parâmetros de Q, se encontram no Anexo I.

Após a determinação do valor de Q, é utilizado o ábaco da Figura 4-3 para a determinação do suporte necessário para a escavação e seu dimensionamento (espaçamento de ancoragens e espessura de camada de concreto projetado). A Tabela 4-1 detalha o fator ESR, que é julgado pelas características da abertura, e necessário para utilização do ábaco de Barton.



**Figura 4-3:** Ábaco para adoção de sistema de contenção com base no Índice Q de Barton (modificado de Barton, 2007).

**Tabela 4-1:** Relação entre tipo de escavação e o parâmetro ESR (Barton, 2008)

Tipo de Escavação	ESR
Escavações temporárias de mina.	2-5
Escavações permanentes de mina, túneis de adução de água para hidroelétrica (excetuando os túneis de adução de alta pressão), túneis piloto, túneis e frente de avanço de grandes dimensões.	1,6-2,0
Caverna de estocagem, planta de tratamento de água, pequenos túneis ferroviários e rodoviários, e túneis de acesso.	1,2-1,3
Usinas hidroelétricas, grandes túneis ferroviários e rodoviários, câmaras de segurança, portal e interseções.	0,9-1,1
Usinas de energia nuclear subterrâneas, estações ferroviárias, instalações públicas e de lazer, indústrias, túneis para grandes linhas de tubulação de gás.	0,5-0,8

Desde a sua criação, o sistema Q foi aperfeiçoado em várias oportunidades pelo próprio autor, dentre as principais atualizações pode-se citar Barton (1977, 1991, 1992 1995, 1999, 2001, 2002 e 2006); e por outros autores, como por exemplo Grimstad e Barton (1988 e 1993), Hoek e Brown (1980), dentre outros. Barton (2002) é uma das mais importantes atualizações do sistema Q para este trabalho, aprimorando as técnicas para

obtenção de parâmetros e postulando relações para aquisição de parâmetros elásticos, a serem utilizados em modelos contínuos.

Para melhorar as correlações com parâmetros de engenharia, o valor de Q foi definido de acordo com a seguinte equação:

$$Q_c = Q \times \sigma_c / 100 \quad (4-2)$$

Onde o termo  $Q_c$  indica que a resistência à compressão uniaxial ( $\sigma_c$ ) contribui para a descrição da qualidade da rocha, mesmo quando a relação resistência / tensão não é suficiente para mobilizar um valor de  $SRF > 1,0$ , como no parâmetro Q da classificação normal (Barton, 2002).

A partir do aprimoramento de Q em função dos parâmetros de cisalhamento de rocha, uma nova correlação entre o valor de Q e o módulo de deformação em maciços, foi proposta:

$$E_{mr} = 10 Q_c^{1/3} \quad (4-3)$$

Barton (2000) utilizou o termo  $Q_0$  para o valor de Q, quando utilizado o RQD na direção de avanço do túnel ( $RQD_0$ ), ao observar anisotropias causadas por intercalações de margas e arenito. Desta forma, para um valor mais apurado de  $Q_c$ , deve-se utilizar o valor de  $Q_0$ .

$$Q_c = Q_0 \times \sigma_c / 100 \quad (4-4)$$

#### 4.2.2. ÍNDICE DE RESISTÊNCIA GEOLÓGICA (GSI)

O GSI (*geological strength index*), ou Índice de Resistência Geológica, foi proposto por Hoek (1994) e Hoek *et al.* (1998), como uma alternativa para estimativa da redução na resistência do maciço rochoso, para diferentes condições geológicas, com base em observações de campo (Stille e Palmstrom, 2003). A Figura 4-4 mostra o ábaco padrão para determinação do GSI.

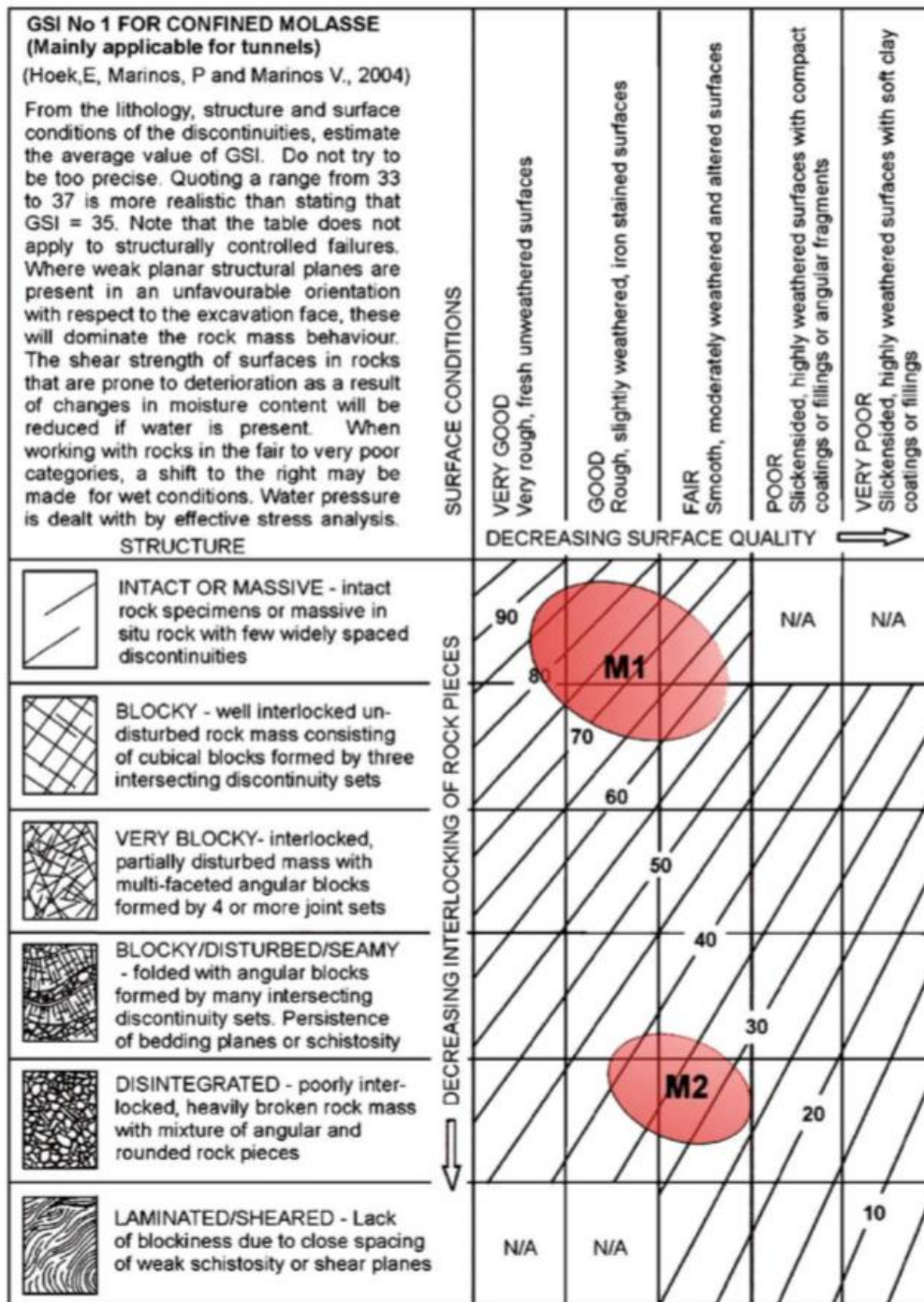
Hoek *et al.* (2005), fizeram uma importante colaboração, com a introdução de um ábaco para o GSI, voltado para maciços sedimentares com intercalações litológicas. Estes maciços foram descritos como *Molasses*, ou melaços, que consistem em uma série de sedimentos não perturbados tectonicamente, compostos por intercalações de arenitos, conglomerados, siltitos e margas, produzidas pela erosão de cadeias montanhosas, ao final de uma orogenia (Hoek e Marinos, 2007). O ábaco GSI, indicado na Figura 4-5, desenvolvido para rochas sedimentares descritas no trabalho de Marinos *et al.* (2005), apesar de não ser diretamente correlato às condições litológicas do maciço rochoso da Mina de Vazante, possui muitas similaridades. As intercalações entre dolomitos e margas, que ocorrem nas encaixantes minério de Vazante, se assemelham às intercalações entre carbonato e marga, no local onde foi desenvolvido o novo ábaco. Portanto, é importante que se avalie a aplicação desse, nas regiões de encaixantes mais poupadas dos esforços tectônicos da Falha Vazante.

GSI para Maciços Fraturados		CONDIÇÕES DAS SUPERFÍCIES				
<p>O uso do sistema GSI deve ser realizado, mediante a observação de quatro considerações, a seguir apresentadas.</p> <p>1 - Os valores de GSI são estimados, a partir de análises visuais de condições geológicas. Estas condições geológicas são: as litologias, as estruturas e as condições de superfície das descontinuidades.</p> <p>2 - Não se deve ser muito preciso. Estimar uma faixa de valores variando de 33 a 37, é mais realista do que estimar um GSI = 35.</p> <p>3 - Esta tabela não se aplica à maciços rochosos, nos quais as rupturas são controladas por estruturas, ou seja, quando planos de fraqueza orientam-se de forma desfavorável às superfícies das escavações, e condicionam a estabilidade das mesmas.</p> <p>4 - A resistência ao cisalhamento, de rochas sujeitas ao intemperismo químico, reduz-se com a presença de água. Especificamente, quando analisam-se superfícies de descontinuidades, classificadas entre as categorias razoável a muito pobre, a presença de água pode condicionar uma mudança de categoria para direita. Por exemplo, se a superfície é classificada como razoável, a presença de água permite reclassificá-la como pobre. Se fosse pobre, reclassificar-se-ia como muito pobre. Quanto à pressão da água, esta é considerada nas análises das tensões efetivas.</p>		MUITO BOA	BOA	RAZOÁVEL	POBRE	MUITO POBRE
ESTRUTURAS		Diminuição da Qualidade da Superfície →				
	INTACTA OU MACIÇA - amostras de rocha intacta, ou rocha <i>in situ</i> , com poucas descontinuidades, amplamente espaçadas.	90			N/A <sup>(1)</sup>	N/A <sup>(1)</sup>
	FRATURADA - maciço rochoso não perturbado, com estruturas bem intertravadas, compondo-se de blocos cúbicos formados pela interseção de três famílias de descontinuidades.	80				
	MUITA FRATURADA - maciço rochoso intertravado, parcialmente perturbado, e com blocos angulares multifacetados, formados pela interseção de quatro ou mais famílias de descontinuidades.		70			
	FRATURADA/PERTURBADA/POBRE maciço dobrado, com blocos angulares formados pela interseção de muitas famílias de descontinuidades. Persistência de planos de acamamento ou xistosidade.		60			
	DESINTEGRADA - maciço rochoso com estruturas pobremente intertravadas, e altamente fraturado. Apresenta uma mistura de fragmentos de rochas angulares e arredondados.		50			
	LAMINADA / CISALHADA - maciço rochoso com ausência de blocos, devido ao pequeno espaçamento entre os planos de fraqueza, ou seja, entre os planos de xistosidade ou planos de cisalhamento.		40			
			30			
			20			
			10			
		N/A <sup>(1)</sup>	N/A <sup>(1)</sup>			

<sup>(1)</sup>N/A - não se aplica

Figura 4-4: Índice GSI (modificado de Hoek e Marinos, 2007)





**Figura 4-5:** Índice GSI para maciços rochosos controlados por intercalações entre rochas (Hoek *et al.*, 2004).

#### 4.2.3. SISTEMA DE CLASSIFICAÇÃO DE VAZANTE

Os sistemas de classificação de maciços rochosos usuais RMR e Q foram caracterizados, por Couto e Caldeira (2002), como insensíveis a algumas diferenças mais sutis de qualidade do maciço rochoso, e que são importantes para estabilidade do maciço em Vazante.

O conhecimento empírico dos problemas de estabilidade na Mina de Vazante, associado a observações de testemunhos de sondagem e ensaios de laboratório, levou à identificação de alguns fatores mais preponderantes a serem analisados, ilustrados na Tabela 4-2. São eles: grau de fraturamento, grau de alteração, litologias, padrão estrutural e presença de fendas (Couto e Caldeira, 2002). O RQD e a recuperação da sondagem também são utilizados, como indicadores neste sistema de classificação.

**Tabela 4-2:** Sistema Vazante (modificado de Couto & Caldeira, 2002, *apud* Charbel, 2015).

Legenda	Classe	Grau de alteração	Grau de fraturamento	Qualidade da rocha	Padrão estrutural	Litologia	Presença de fendas (espessura)	Fragmentação dos blocos	Recuperação (%)	RQD (%)
	II-A	A2	F2-F3	muito boa	laje	Dolomito	não ocorre	m <sup>3</sup>	>95%	> 60
	II-B	A2	F2-F3	muito boa	cunha	Brecha	não ocorre	m <sup>3</sup>	>95%	> 60
	III-A	A2-A3	F3	muito boa	laje	Dolomito	não ocorre	dm <sup>3</sup> a m <sup>3</sup>	90% a 95%	50 a 75
	III-B	A2-A3	F3	muito boa	cunha	Brecha	não ocorre	dm <sup>3</sup> a m <sup>3</sup>	90% a 95%	50 a 75
	IV-A	A3	F3-F4	boa / média	-	-	cm a dm	cm <sup>3</sup> a dm <sup>3</sup>	>90%	25 a 50
	IV-B	A3-A4	F3-F4	média / ruim	-	-	cm a dm	cm <sup>3</sup> a dm <sup>3</sup>	75% a 95%	25 a 50
	V	A3-A4	F4	muito ruim	-	-	dm a m	cm <sup>3</sup> a dm <sup>3</sup>	50% a 75%	<25
	VI	A2	F4-F5	muito ruim	laje	Filito	não ocorre	cm <sup>3</sup> a dm <sup>3</sup>	>95%	<25
	VII	A4	F4-F5	muito ruim	-	-	métrica	-	<50%	<25
	-	-	-	-	Fenda	-	-	-	-	-
Pilares	Independentemente dos parâmetros acima, considerar o efeito das tensões induzidas.									
<b>Grau de Alteração</b>						<b>Grau de Fraturamento</b>				
A2- Alteração pouco penetrante, descoloração de alguns minerais. A rocha perde muito pouca resistência ao impacto do martelo e não é friável.						F1- Pouco fraturado: espaçamento médio das fraturas maior 2m, formando blocos da ordem de m3.				
A3- Rocha muito descolorida, alteração dos minerais é muito penetrante, assumindo coloração predominante alaranjada e avermelhada. Material não é friável. Resistência moderada ao impacto do martelo.						F2- Pouco fraturado: espaçamento médio das fraturas de 0,6 a 2m, formando blocos da ordem de m3.				
A4- Rocha totalmente alterada com porções de argila bem desenvolvidas. Fragmentos friáveis apresentando a estrutura original da rocha preservada.						F3- Medianamente fraturado: espaçamento médio das fraturas de 0,2 a 0,6m, formando blocos da ordem de dm3 a m3.				
A5- Solo, a textura original da rocha foi totalmente destruída, apresentando geralmente cores avermelhadas.						F4- Muito fraturado: espaçamento médio das fraturas de 0,06 a 0,2m, formando blocos da ordem de cm3 a dm3.				
						F5- Muito fraturado: espaçamento médio das fraturas menor que 0,06m, formando blocos menores ou da ordem de cm3.				

Couto e Caldeira (2002) ainda correlacionaram os valores de do grau de alteração e as resistência à compressão uniaxial averiguadas nos ensaios de laboratório, conforme a Tabela 4-3.

**Tabela 4-3:** Relação entre grau de alteração e  $\sigma_{ci}$  (Couto & Caldeira, 2002 *apud* Charbel, 2015)

Grau de Alteração	Condição da Matriz Rochosa	Ensaio de Resistência	Resistência à Compressão Uniaxial - $\sigma_c$ (MPa)	
			DCZ e DORO	BXD e BXW
A2, A2-A3 e A3	pouco alterada	Sim	142 (média)	118 (média)
A3-A4	moderadamente alterada	Não	70 (estimado)	70 (estimado)
A4	fortemente alterada	Não	-	-

A partir da avaliação dos padrões de cunhas e lajes observadas por Couto e Caldeira (2002), foram feitas retroanálises com os softwares Unwedge<sup>®</sup> e Dips<sup>®</sup>, e definidos os padrões de atirantamento, para cada tipo de situação. Segundo Charbel (2015), as relações entre classes de maciço de pior qualidade, e suporte indicado, foram implementadas a partir de uma metodologia de tentativa e erro, orientada por fundamentações teóricas e práticas. Há também, procedimentos técnicos internos para saneamento nas diferentes classes de maciço (Charbel, 2015). A tabela de suportes adotados na Mina de Vazante, segundo a classe geotécnica dos maciços rochosos, para o Sistema de Classificação Vazante, de Couto e Caldeira (2002), encontra-se no Anexo II.

#### 4.3. CARACTERIZAÇÃO GEOTÉCNICA DE DESCONTINUIDADES

As avaliações das relações angulares e contrastes de resistência das famílias de descontinuidades presentes na Mina de Vazante já se mostraram muito importantes no passado. Para se chegar aos parâmetros que satisfaçam às equações de resistência ao cisalhamento das descontinuidades, foram levantados os parâmetros  $J_r$  e  $J_a$ , do Sistema Q de Barton, e  $JRC$  e  $JCS$ , da equação de ruptura de Barton e Bandis.

Os parâmetros  $J_r$  e  $J_a$ , conforme já discutido, são os indicadores de rugosidade e grau de alteração das paredes ou preenchimento, respectivamente, do sistema de classificação Q

(Barton, 1974). Para aplicar  $J_a$  e  $J_r$  na classificação de maciços rochosos Q, segundo Barton (1974), deve-se escolher a descontinuidade que represente maior risco à estabilidade maciço.

**Tabela 4-4:** Relação entre o índice  $J_r$  e tipos de rugosidades encontradas em rochas  
(modificado de Barton, 2002)

a) Contato rocha-rocha entre paredes das descontinuidades	
Descrição das Descontinuidades	$J_r$
A Sem continuidade	4,0
B Rugosas ou irregulares, onduladas	3,0
C Lisas, onduladas	2,0
D Polidas, onduladas	1,5
E Rugosas ou irregulares, planas	1,5
F Lisas, planas	1,0
G Polidas, planas	0,5
b) Não há contato rocha-rocha entre paredes das descontinuidades	
Descrição das Descontinuidades	$J_r$
H Zona com minerais argilosos	1,0
I Zona com rocha esmagada	1,0
i)	Somar 1, se o espaçamento da família mais relevante for maior que 3 m.
ii)	$J_r = 0,5$ pode ser usado para superfícies polidas, contendo lineações orientadas na direção da menor resistência.
iii)	Os valores de $J_r$ e $J_a$ referem-se à família mais desfavorável à estabilidade

A utilização dos fatores  $J_a$  e  $J_r$  na classificação individualizada de cada família de descontinuidade é motivada, principalmente, pelas fórmulas empiricamente postuladas por Barton (2002). Segundo ele, "a função  $ATAN(J_r/J_a)$  surgiu da retro análise de vários casos reais, com ajuste fino das proporções, e que forneceu um valor surpreendentemente realístico de  $\phi + i$ ;  $\phi$  ou  $\phi - i$ " (Barton, 2002), onde o termo "i" é referente ao ângulo de dilatação das descontinuidades. Em complemento a essa relação, o fator  $J_w$  deve ser adicionado para um melhor ajuste de  $J_r/J_a$  (Barton, 2002). Para este trabalho, o valor de  $J_w$  será constante, no valor de 1,0, já que as escavações serão desenvolvidas em regiões drenadas, abrangidas pelo cone de rebaixamento do aquífero, necessário para operação dos equipamentos.

**Tabela 4-5:** Relação entre o índice  $J_a$  e os tipos de alteração de descontinuidades encontrados em rochas (modificado de Barton, 2002).

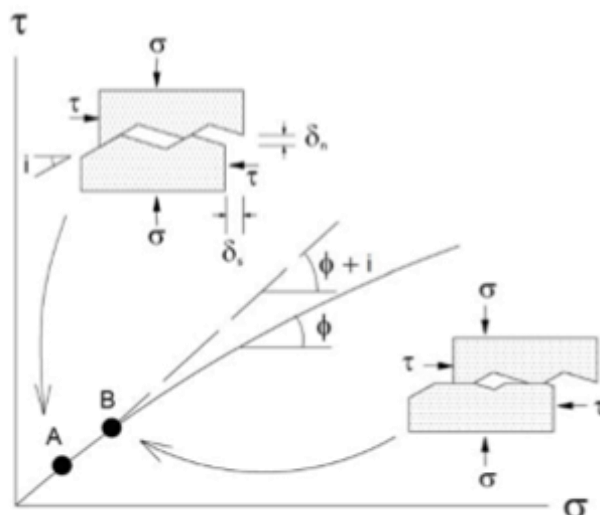
<b>a) Contato rocha-rocha entre as paredes das descontinuidades</b>			
	<b>Descrição</b>	<b><math>J_a</math></b>	<b><math>\phi_r</math></b>
<b>A</b>	Paredes duras, compactas, preenchimentos impermeáveis.	0,75	-
<b>B</b>	Paredes sem alteração, somente leve descoloração.	1,0	23-35°
<b>C</b>	Paredes levemente alteradas, com partículas arenosas e rochas desintegradas sem argila.	2,0	25-30°
<b>D</b>	Paredes com películas silto-arenosas ou silto-argilosas, pequena quantidade argilosa.	3,0	20-25°
<b>E</b>	Paredes com películas de materiais moles ou baixo ângulo de atrito (caulinita, mica, gesso, talco, clorita, grafite, etc) e pequenas quantidades de argila expansiva.	4,0	8-16°
<b>b) Contato rocha-rocha entre as paredes das descontinuidades, após deslocamento relativo inferior a 10 cm.</b>			
	<b>Descrição</b>	<b><math>J_a</math></b>	<b><math>\phi_r</math></b>
<b>F</b>	Descontinuidade com partículas arenosas, rocha desintegrada sem argila.	4,0	25-30°
<b>G</b>	Descontinuidades com preenchimento argiloso, fortemente sobreadensado, contínuo e < 5 mm.	6,0	16-24°
<b>H</b>	Descontinuidades com preenchimento argiloso, pouco ou medianamente sobreadensado, contínuo e < 5 mm.	8,0	12-16°
<b>I</b>	Descontinuidades com preenchimento argiloso expansivo, contínuo e < 5 mm; Variação de valores é função do tamanho das partículas de argilas expansivas e da condição de presença de água	8-12	6-12°
<b>c) Não há contato rocha-rocha entre as paredes das descontinuidades</b>			
	<b>Descrição</b>	<b><math>J_a</math></b>	<b><math>\phi_r</math></b>
<b>J, K, L</b>	Zonas ou faixas com rochas desintegradas ou esmagadas e argila (ver G, H e I para condições de material argiloso)	6, 8 ou 8-12	6-24°
<b>M</b>	Zonas ou faixas silto-argilosa ou areno-argilosas, com pequena quantidade de argila.	5,0	-
<b>N, O, P</b>	Espessas zonas ou faixas contínuas de argila (ver G, H e I para as condições do material argiloso)	10, 13 ou 13-20	6-24°

O fator  $J_a$ , de cada família de descontinuidades será utilizado também como valor base para regressão linear em função da relação  $r/R$  (valores de rebote de Martelo de Schmidt), para se chegar a valores de JCS (resistência à compressão simples da parede da descontinuidade) e  $\phi_r$  (ângulo de atrito residual).

Os termos JCS (joint wall compressive strength) e JRC (joint roughness coefficient) foram introduzidos por Barton (1973), como valores índice para o cálculo da dilatância (i) de uma descontinuidade, aplicado na fórmula do critério de ruptura apresentado no mesmo trabalho. Patton (1966), foi o primeiro a observar o fenômeno da dilatância (i), a



partir de ensaios de resistência com rochas nas quais foram feitas descontinuidades superficiais em forma de dentes. Neste experimento, Patton observou que o ângulo de atrito resultante, era a soma de ângulo de atrito básico e um ângulo de dilatância  $i$ , a depender a rugosidade, ou seja  $\phi = \phi_b + i$ . A



**Figura 4-6:** Tensão normal x tensão cisalhante, com a influência da dilatância causada por rugosidades (Wyllie e Mah, 2004).

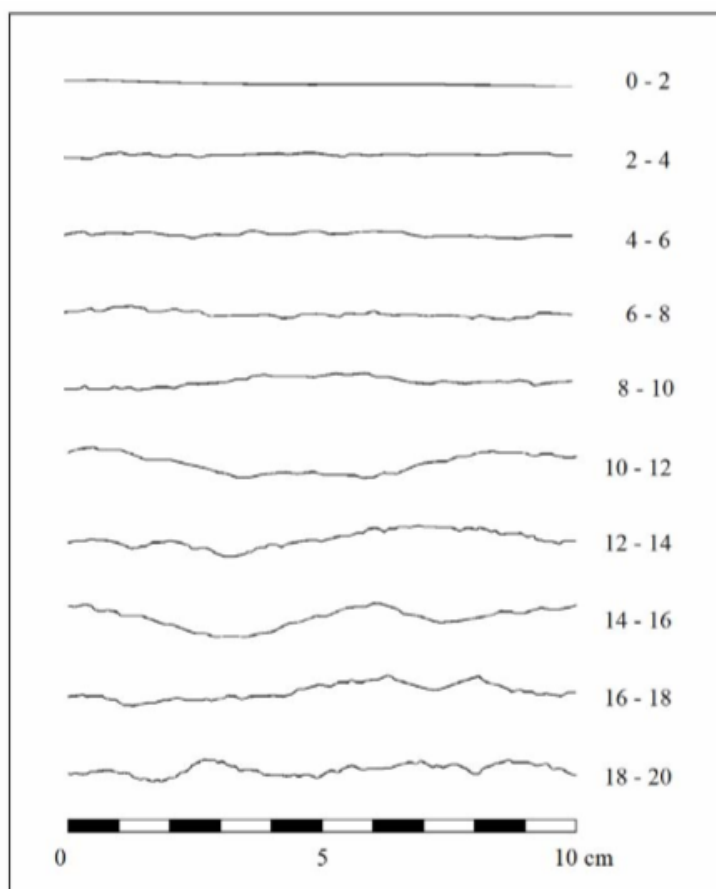
O JCS, ou resistência à compressão da parede da descontinuidade, é igual a resistência à compressão não confinada,  $c$ , mas se a descontinuidade apresenta alteração, esse valor pode chegar a  $0,25 c$  (Barton e Choubey, 1977). O valor de JCS pode ser estimado a partir do valor do rebote do Martelo de Schmidt,  $r$ , com base na equação apresentada por Barton e Choubey (1977):

$$\text{Log}_{10} \text{JCS} = 0.00088 Y \times r + 1,01 \quad (4-5)$$

Onde, JCS é expresso em  $\text{MN/m}^2$  e  $Y$  em  $\text{KN/m}^3$ .

O JRC é o fator relacionado ao padrão de rugosidade pode ser estimado com a utilização do ábaco padrão da ISRM (1981), ilustrado na Figura 4-7, ou pelos métodos de Tse e Cruden (1979), através de relações com parâmetros  $z$  e  $sf$ , obtidos com as

alturas máximas de mínimas das rugosidades, ou ainda por comparação visual com utilização de programas de computadores.

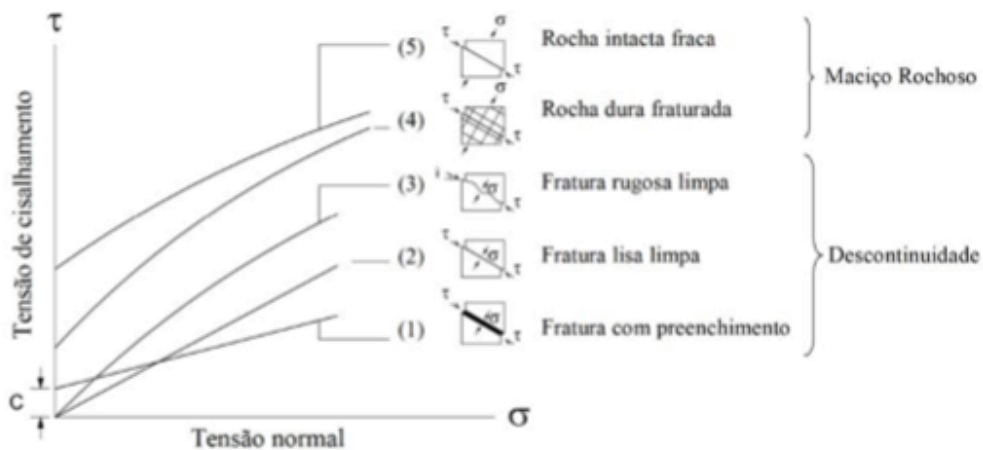


**Figura 4-7:** Ábaco de referência dos índices  $JRC_{10}$  (Barton, 2002).

#### 4.3.3. AVALIAÇÃO DO FATOR DOMINANTE

Em 1970, Goodman afirmou que, se a espessura do preenchimento de uma descontinuidade é maior do que 50% da amplitude da rugosidade, o contato entre as paredes pode estar ausente, e a resistência da descontinuidade será governada pelas propriedades do material de preenchimento.

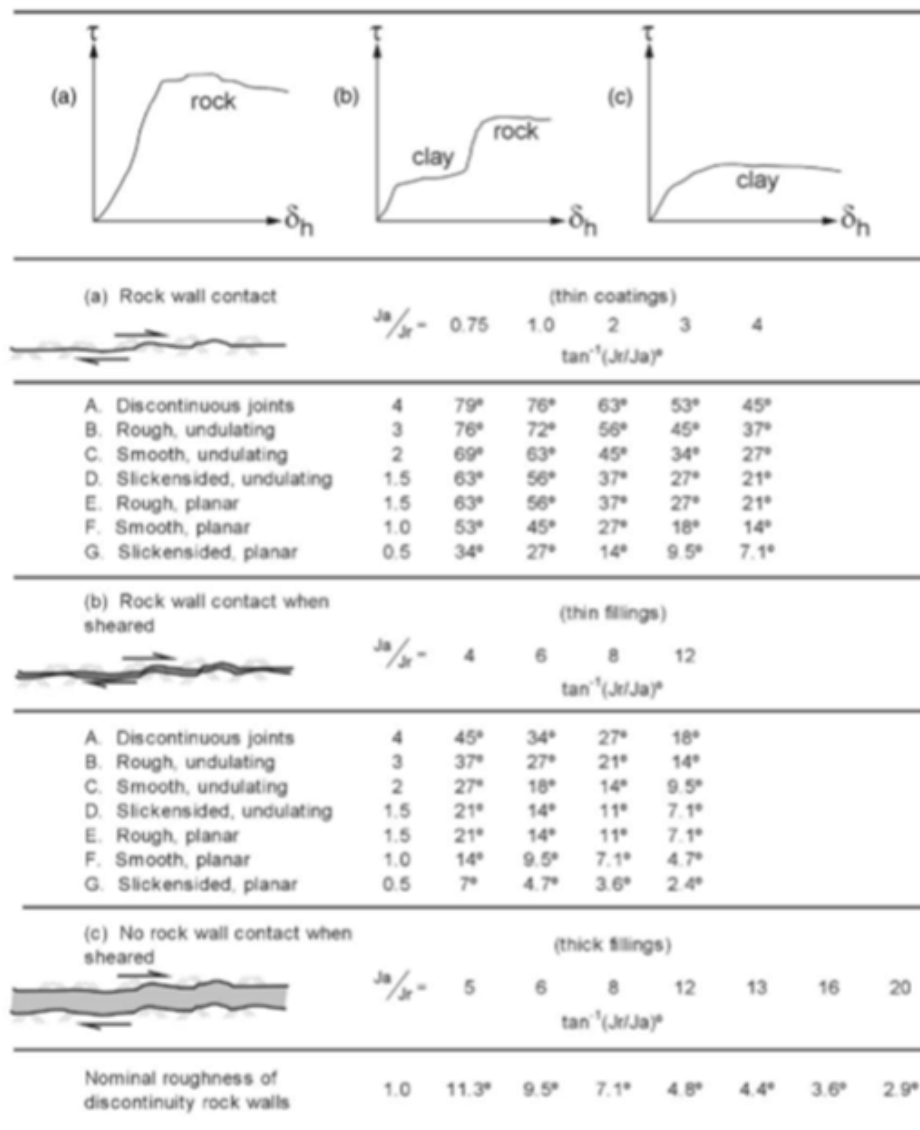
Wyllie e Mah (2004) elaboraram um gráfico de tensão normal x tensão cisalhante, com os comportamento esperado para cada tipo de descontinuidade, no mesmo maciço rochoso, como mostrado na Figura 4-8.



**Figura 4-8:** Comportamentos esperados para cada tipo de descontinuidade, no mesmo maciço rochoso (Wyllie e Mah, 2004, *apud* Maldonado, 2006).

Barton (2002) observou que o valor obtido com a função  $ATAN(J_r/J_a)$ , se aproxima de  $\phi$ ,  $\phi + i$  ou  $\phi - i$ , variando em função da predominância do preenchimento no comportamento de resistência da descontinuidade. A Figura 4-9 mostra a diferença de comportamento do atrito resultante, para três condições distintas, com base em vários casos reais. Na primeira situação, a rugosidade é o fator preponderante para o atrito resultante, logo o  $\phi_r$  (ângulo de atrito residual) a ser utilizado é o da rocha. A segunda situação é intermediária, com o preenchimento e a rugosidade exercendo funções de resistência por atrito, situação na qual a função  $ATAN(J_r/J_a)$  tem maior utilidade. Por fim, a terceira situação mostra o preenchimento sendo totalmente responsável pela componente de atrito da resistência ao cisalhamento da descontinuidade.





**Figura 4-9:** Comportamento de atrito inter-blocos, a partir da relação  $ATAN(J_r/J_a)$ , mostrando comportamento dilatante ( $\phi + i$ ) e comportamento contrátil ( $\phi - i$ ), para descontinuidade controladas por preenchimento. (Barton, 2002).

#### 4.4. CRITÉRIOS DE RUPTURA

Muitas escavações subterrâneas são construídas em formações rochosas anisotrópicas. A análise de estabilidade desses maciços rochosos tem que levar em conta a influência da anisotropia estrutural no comportamento mecânico das rochas (Duveau e Shao, 1998). Os mesmos autores disseram que as rochas transversalmente isotrópicas são

aquelas em que anisotropia estrutural é causada por acamamentos regulares em rochas, principalmente sedimentares. O comportamento mecânico dos planos de acamamento é isotrópico por natureza.

Cuxac (1991), ao fazer testes em rochas transversalmente isotrópicas, constatou que a velocidade da onda mecânica é a menor possível na direção normal aos planos de xistosidade e acamamento, enquanto as maiores velocidades de onda são obtidas paralelamente a esses planos. Além disso, as medidas efetuadas em direções ortogonais, também paralelas ao plano de xistosidade, revelaram diferenças mínimas. Com isso, conclui-se que a anisotropia do material é controlada pelos planos de acamamento, e que anisotropias secundárias dentre os planos de acamamento podem ser negligenciadas (Cuxac, 1991).

Apesar de Cuxac admitir a negligência de anisotropias secundárias, os planos de fraturas e de falhas podem interagir com o maciço transversalmente isotrópico, e criar uma condição complexa. Portanto, fica clara a importância da discretização dos parâmetros geotécnicos das discontinuidades e dos acamamentos, entre dolomitos e margas, na Mina de Vazante.

Baseados em experimentos em maciços muito estratificados, Duveau e Shao (1998) concluíram que os métodos descontínuos, com base nas resistências das discontinuidades, forneceram melhores previsões do que outros métodos puramente contínuos. Neste trabalho serão feitas análises puramente descontínuas, por meio de análises cinemáticas de cunhas e lajes, e análises contínuas, com discontinuidades e intercalações litológicas discretizadas.

Em resumo, são necessárias as avaliações da resistência ao cisalhamento tanto para as discontinuidades, quanto para maciços rochosos e rocha intacta. Os critérios de ruptura adotados na presente dissertação serão descritos a seguir.

#### 4.4.1. CRITÉRIO DE RUPTURA DE BARTON-BANDIS

O critério de ruptura de Barton-Bandis é baseado na equação de Barton (1973,1976), que foi aprimorada por Barton e Choubey (1977). Barton desenvolveu seu primeiro critério de ruptura para descontinuidades, usando o ângulo de atrito básico ( $\phi_b$ ), com base em análises de resistência de descontinuidades presentes na literatura. Barton e Choubey (1977), revisaram a equação substituindo o  $\phi_b$  pelo  $\phi_r$  (ângulo de atrito residual), a partir dos resultados de ensaios de ruptura em descontinuidades, feitos em 130 amostras, com vários graus de intemperismo (Hoek, 2006). As equações 4-3 e 4-4, são as equações de cisalhamento com ângulos de atrito básicos e residuais, respectivamente

$$\tau = \sigma_n \tan \left( \phi_b + JRC \log_{10} \left( \frac{JCS}{\sigma_n} \right) \right) \quad (4-6)$$

$$\tau = \sigma_n \tan \left( \phi_r + JRC \log_{10} \left( \frac{JCS}{\sigma_n} \right) \right) \quad (4-7)$$

Onde:

$\tau$  = resistência ao cisalhamento da descontinuidade;

$\sigma_n$  = tensão normal;

$\phi_b$  = ângulo de atrito básico;

$\phi_r$  = ângulo de atrito residual;

JRC = coeficiente de rugosidade da descontinuidade;

JCS = resistência a compressão simples da parede da descontinuidade.

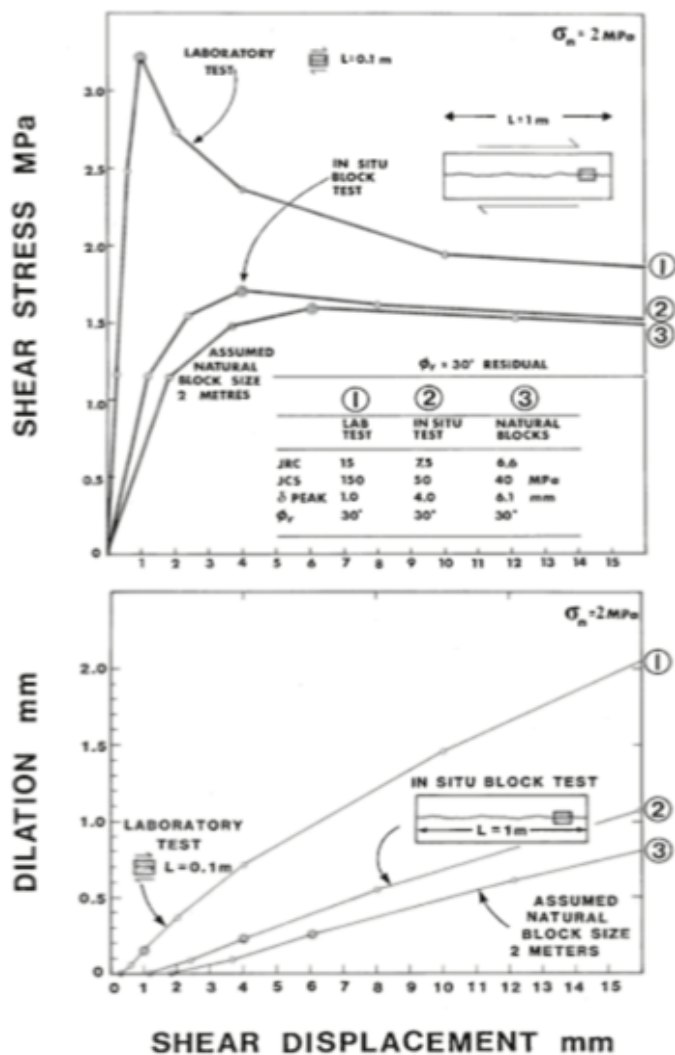
Barton e Bandis (1980) fizeram a terceira contribuição significativa para o critério de ruptura originalmente formulado por Barton (1973), ao mostrar a influência do fator de escala na obtenção dos parâmetros JRC e JCS. Utilizando a mesma formulação de Barton e Choubey (1977), eles mostraram a diferença entre valores de resistência obtidos em ensaios de laboratório com amostras pequenas, e valores obtidos *in situ*, em blocos maiores de rocha. O  $JRC_n$  e o  $JCS_n$  são os valores ajustados por Barton e Bandis, e podem ser calculados pelas equações a seguir, onde  $L_n$  é o comprimento da

descontinuidade avaliada em escala de campo, e  $L_0$  é o comprimento da descontinuidade na escala de análise. O valor de  $L_0$  para  $JRC_{10}$ , por exemplo, é de 10,00 cm.

$$JRC_n = JRC_0 \left( \frac{L_n}{L_0} \right)^{-0.02 JRC_0} \quad (4-8)$$

$$JCS_n = JCS_0 \left( \frac{L_n}{L_0} \right)^{-0.03 JRC_0} \quad (4-9)$$

Barton (1982) publicou a diferença entre os valores de tensão cisalhante, dilatância e deslocamentos para diferentes escalas de análise (Figura 4-10).



**Figura 4-10:** Efeito escala causado pela diferença de tamanho das amostras em ensaios de resistência e dilatância causados por rugosidades (Barton, 1982).

Neste trabalho, não foi possível estimar o  $JRC_n$  e o  $JCS_n$ , por se tratar de uma análise a longo prazo, onde os dados são obtidos através de testemunhos de sondagem, e não existem escavações abertas para a avaliação em escala de  $L_n$ .

O critério foi revisado por Barton e Bandis (1990), com correlações entre  $JRC$ , *tilt-tests* e  $Jr$  (sistema Q), além da atualização do modelo constitutivo de tensão cisalhante *versus* deslocamentos e dilatância, baseado no incremento de dados, com novos casos estudados.

#### 4.4.2. CRITÉRIO DE RUPTURA DE HOEK- BROWN

A primeira publicação do critério de Hoek-Brown foi no livro *Underground Excavations in Rock* (Hoek e Brown, 1980). O critério visava a aquisição de informações para o *design* de escavações subterrâneas, focado no desenvolvimento de equações adimensionais com parâmetros relacionados a informações geológicas (Hoek e Marinos, 2006).

Em 1992, Hoek, Wood e Shah propuseram uma modificação no critério original, com base em resultados e correlações para novos estudos, postulando as seguintes equações para tensão normal efetiva e tensão cisalhante:

$$\sigma'_n = \sigma'_3 + \left( (\sigma'_1 - \sigma'_3) / (1 + \partial\sigma'_1 / \partial\sigma'_3) \right) \quad (4-10)$$

$$\tau = (\sigma'_n - \sigma'_3) \sqrt{\partial\sigma'_1 / \partial\sigma'_3} \quad (4-11)$$

Hoek, Kaiser e Bawden (1995) propuseram a substituição do índice RMR de Bieniawski, por um índice que fosse mais eficiente para maciços de baixa qualidade, que fosse baseado mais fortemente em observações geológicas essenciais, com menos números (Hoek e Marinos, 2006)". Para tanto, criaram o índice GSI (*geological strenght index*), melhor detalhado no capítulo 3.2, a partir do qual se determinou a seguinte equação:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_c \left( m \sigma'_3 / \sigma_{ci} + s \right)^a \quad (4-12)$$

Onde:

$\sigma'_1$  = tensão efetiva principal;

$\sigma'_3$  = tensão efetiva menor;

$\sigma_c$  = resistência à compressão uniaxial da rocha;

$m$  = constante elástica do material;

$s$  = constante de grau de alteração do

$a$  = constante que vale 0,5 para  $GSI > 25$ , e  $0,65 - GSI/200$ , para  $GSI < 25$ .

Após novos dados empiricamente levantados, Hoek, Carranza-Torres e Corkum (2002), estabeleceram novas relações para os parâmetros  $m$ ,  $s$  e  $a$ , além de adicionar o parâmetro "D" (fator de redução por tipo de detonação), determinado a partir da Tabela 4-6.

$$m_b = m_i \exp(GSI - 100/28 - 14D) \quad (4-13)$$

$$s = \exp(GSI - 100/9 - 3D) \quad (4-14)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left( e^{-GSI/15} - e^{-20/3} \right) \quad (4-15)$$

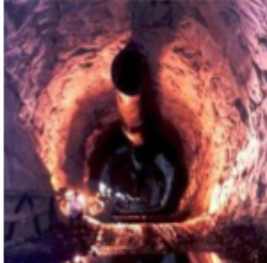


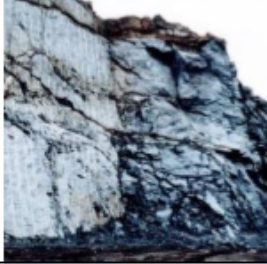

Hoek e Diederichs (2006), formularam uma relação empírica para o módulo de deformação de maciços rochosos ( $E_{mr}$ ), após a avaliação de um grande número de dados *in-situ*.

$$E_{rm} = E_i \left( 0,02 + \frac{1 - D/2}{1 + e^{((60+15D-GSI)/11)}} \right) \quad (4-16)$$

$$E_i = MR \cdot \sigma_{ci} \quad (4-17)$$

As propriedades de rocha intacta ( $E_i$  e  $\sigma_{ci}$ ) foram incorporadas, assim como o fator "D". O MR (*modulus ratio*) é uma constante pré-definida para cada tipo de rocha, utilizada para estimar o módulo de deformabilidade da rocha ( $E_i$ ).

**Tabela 4-6:** Tabela para determinação do fator de detonação (D), e função do tipo de desmorte do maciço rochoso (modificado de Hoek e Marinos, 2007).

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

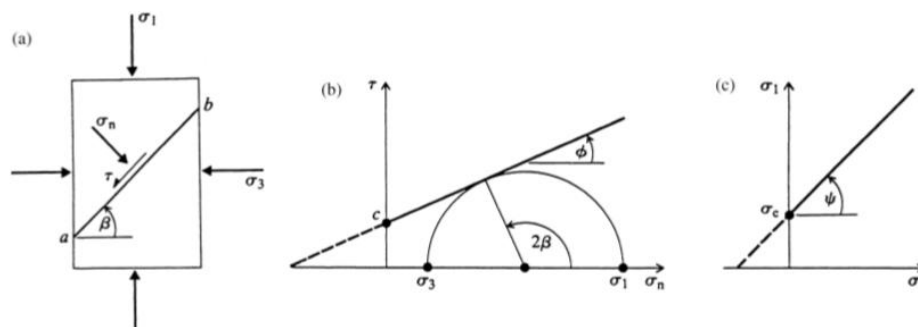
#### 4.4.3. CRITÉRIO DE RUPTURA DE MOHR-COULOMB

O critério de ruptura de Mohr-Coulomb é baseado na teoria de Mohr-Coulomb, ou Teoria do Atrito Interno, elaborada em 1900. A teoria de Mohr diz que não há ruptura se a tensão cisalhante no plano não ultrapassar um valor dado pela equação 4-18.

Segundo Zhao (2000), no critério de ruptura de Mohr-Coulomb, a resistência ao cisalhamento do material é composta, basicamente, por duas partes: o intercepto de coesão e o ângulo de atrito variando com tensão normal.

$$\tau = c + \sigma_n \tan \phi \quad (4-18)$$

A coesão é causada geralmente por interações químicas do material, e o ângulo de atrito é o ângulo máximo de resistência entre a horizontal e a envoltória de ruptura, que por sua vez, corresponde a linha que contém os pontos de tensões de ruptura nos planos, para diferentes tensões normais. A Figura 4-11 mostra, de forma esquemática, os pontos aqui discutidos.



**Figura 4-11:** Critério de ruptura de Mohr-Coulomb: (a) plano de cisalhamento a-b, (b) envoltória de ruptura em termos de tensão normal e tensão cisalhante, (c) envoltória de ruptura em termos de tensão principal (Zhao, 2000).

O critério de Mohr-Coulomb é um dos mais usados critérios de resistência em engenharia geotécnica, incluindo geomecânica, modelamento e *design* de escavações (Zhao, 2000).



## **4.5. PARÂMETROS GEOTÉCNICOS DOS MATERIAIS**

Os parâmetros geotécnicos das rochas, seus produtos de intemperismo, e de preenchimentos secundários das descontinuidades, podem ser obtidos de várias formas. Serão descritos a seguir os métodos disponíveis na bibliografia, que são mais apropriados para a obtenção desses parâmetros na Mina de Vazante, de acordo com os dados disponíveis.

### **4.5.1. PARÂMETROS GEOTÉCNICOS DOS DOLOMITOS E BRECHAS**

Os dolomitos rosa e cinza estão presentes nos maciços encaixante do minério de zinco de Vazante. Muito comumente, são encontrados pacotes de margas intercalados aos dolomitos.

A Falha Vazante e os eventos geológicos subsequentes à sua formação, deram origem às brechas de falha e hidrotermais, compostas principalmente por dolomitos rosa e cinza fragmentados, e carbonatos de ferro (siderita e ankerita). Margas ou filitos também são encontrados na brecha, além de silicato de zinco (willemita) e hematita na zona mineralizada da brecha.

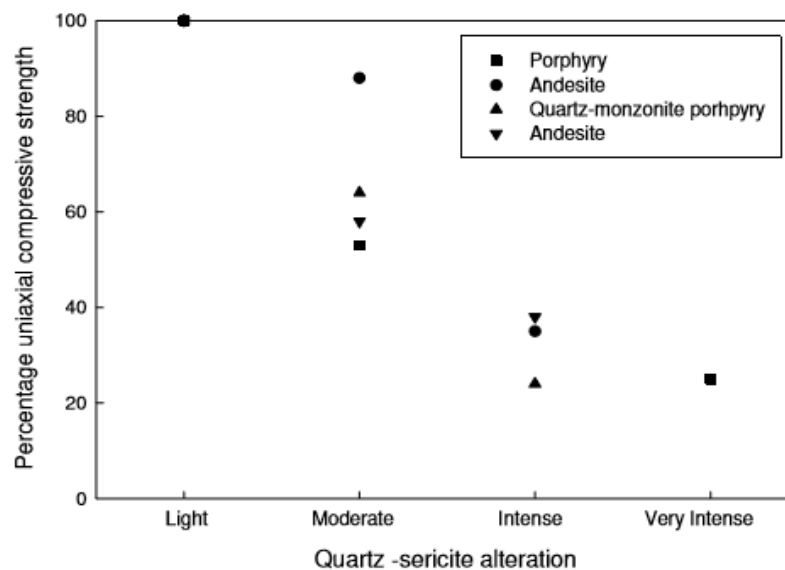
Como os dolomitos e brechas são as rochas mais encontradas durante o desenvolvimento de galerias e realces de lavra, naturalmente seus comportamentos mecânicos foram melhor estudados. Ensaios de cisalhamento direto foram feitos por Bhering (2009) e IPT (1994.a) em dolomitos rosas e cinzas, e variedades de brechas de acordo com sua cimentação predominante.

Em seu trabalho na Mina de Vazante, Charbel (2015) caracterizou 3 tipos de cimentação na brecha, variando entre carbonatos, sílica e óxido de ferro. Blyth e Freitas (1984), afirmaram que a resistência mecânica varia em função do tipo de cimentação, sendo maior com a presença da sílica e menor com carbonatos. IPT (1994a) e Bhering

(2009) atestaram essa variação, através de ensaios em brechas com diferentes cimentações e matriz rochosas.

Os parâmetros geotécnicos para rocha intacta em dolomitos e brechas (com cimentação carbonática ou silicática), serão obtidos com base nos dados levantados por Bhering (2009) e IPT(1994b), além de ensaios realizados para estudos de suporte em galerias das estações de bombeamento, nos níveis próximos de área de estudo.

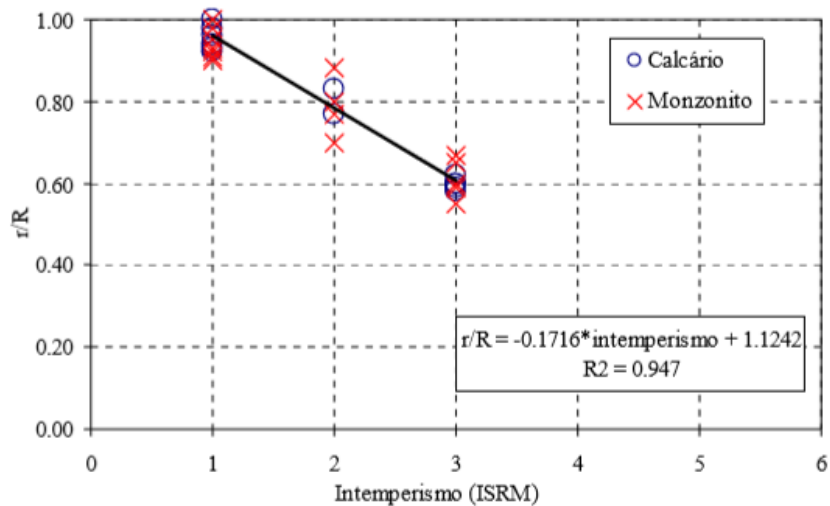
Já os parâmetros geotécnicos dos dolomitos e brechas alteradas foram obtidos de outra forma, pois não existem dados de ensaios de cisalhamento para esses materiais. Karzulovic mostrou por meio de ensaios em rochas sob diferentes estados de alteração, que a perda de resistência à compressão uniaxial possui uma relação quase linear com os graus de alteração dos minerais constituintes da rocha (Figura 4-12). O trabalho de Karzulovic foi publicado em Hoek (2001).



**Figura 4-12:** Influência da alteração de quartzo e sericita na resistência à compressão uniaxial em amostras de andesito a fosforito (Hoek, 2001).

A partir da premissa observada por Karzulovic, pode-se admitir uma obtenção de valores de resistência à compressão uniaxial para materiais em diferentes estados de alteração através de regressões lineares, com base em pelo menos dois pontos conhecidos de um gráfico de resistência à compressão uniaxial da rocha ( $\sigma_{ci}$ ) versus o

grau de alteração. O primeiro ponto, obviamente, pode ser adquirido através dos ensaios em rocha intacta. O segundo ponto, na falta de valores de ensaios de laboratório, será calculado através de resultados de ensaios de Martelo de Schmidt em dolomitos alterados, feitos na Mina de Vazante. Existem vários registros na bibliografia de autores que utilizaram a mesma metodologia. Maldonado (2006), por exemplo, utilizou o mesmo método, ao fazer uma regressão linear com base em valores de rebote do Martelo de Schmidt em rocha sã e rocha alterada ( $r/R$ ) e grau de intemperismo. (Figura 4-13).



**Figura 4-13:** Regressão linear a partir de valores de rebotes de Martelo de Schmidt e graus de alteração (Maldonado, 2006).

Várias correlações entre  $\sigma_{ci}$ ,  $E_i$  e "r", ou valor do rebote do Martelo de Schmidt, foram sugeridas por autores como Deere e Miller (1966), Aufmuth (1973), Beverly *et al.* (1979), Kidybinsk (1980), Kahraman *et al.* (1996), Sabatakakis *et al.* (2008) e Yagiz (2009). Portanto, os valores de "R" para dolomitos e brechas, em diferentes graus de alteração, obtidos na Mina de Vazante, podem ser utilizados para o cálculo de  $\sigma_{ci}$  e  $E_i$ , em estados de alteração diversos. A obtenção dos valores desses parâmetros será feita com base nas correlações dos autores citados, em uma análise de convergência com os dados de ensaios de laboratório para rochas intactas, realizados na Mina de Vazante. As curvas dos valores de  $\sigma_{ci}$  e  $E_i$ , construídas com a correlação que melhor se adaptar aos

valores de laboratório de  $\sigma_{ci}$  e  $E_i$ , serão utilizadas para a determinação desses parâmetros neste trabalho.

O valor do módulo de deformação do maciço rochoso ( $E_{mr}$ ) pode ser calculado com a equação 4-16, de Hoek e Diederichs (2006), e Barton (2002), conforme já abordado.

Já os valores de  $\phi_b$  foram medidos com dados de ensaios de *tilt-tests*, conforme sugerido por Barton e Choubey (1978), e valores mais comuns utilizados para dolomitos e carbonatos, encontrados na bibliografia. Barton e Choubey (1978) formularam uma equação para a determinação de  $\phi_r$ , a partir de  $\phi_b$ , e valores de "r" e "R".

$$\phi_r = (\phi_b - 20) + 20(r/R) \quad (4-19)$$

As metodologias a serem utilizadas para a determinação do JCS, JRC do critério de ruptura de Barton-Bandis, e  $m_i$ ,  $s$  e  $a$ , do critério de ruptura de Hoek-Brown, já foram discutidas no capítulo 4.3.

#### 4.5.2. PARÂMETROS GEOTÉCNICOS DAS MARGAS

Não existem, na bibliografia ou acervo técnico da Mina, dados de ensaios de resistência uniaxial, seja em laboratório ou através de Martelo de Schmidt, para as margas do Grupo Vazante. Logo, os valores de  $\sigma_{ci}$  e  $E_i$ , para as margas intactas e alteradas, foram retirados da bibliografia.

As margas são rochas caracterizadas pela predominância de argilas e carbonatos, na sua composição mineralógica, oscilando o teor de carbonatos entre 30% e 60% em composição total da rocha. Obviamente, as variações em teores de argilas e carbonatos podem alterar os parâmetros de resistência da mesma.

Na Mina de Vazante, as margas podem ser encontradas em forma de lentes muito finas, com espessuras milimétricas, ou pacotes mais espessos, com espessuras métricas. Logo,

a composição dessas margas pode variar bastante entre altos e baixos teores de carbonato, sendo quase impossível a individualização em termos químicos. Isso leva à conclusão de que se devem usar os parâmetros geotécnicos mais desfavoráveis possíveis para esta litologia, afim de não se negligenciar os riscos gemecânicos.

A partir dessas observações, foram levantados dados de coesão, ângulo de atrito, resistência à compressão uniaxial e módulo de deformação de margas, disponíveis em publicações diversas. Akram e Bakar (2007) fizeram ensaios de compressão uniaxial em margas intactas do Paquistão, assim como Leblais e Leblond (1994) e Reißmüller (1997) nos estudos do comportamentos mecânico das margas encontradas no desenvolvimento do túnel do Canal da Mancha. Esse último autor ainda correlacionou a coesão e ângulo de atrito de margas a vários estados de alteração. El Banna (2009) também realizou ensaios de compressão uniaxial em margas encontradas no Egito.

Além de parâmetros de resistência de rochas alteradas, também obtidos pelos autores citados, os parâmetros para solos margosos também podem ser considerados, com a finalidade da comparação desses valores com estimativas de rocha em alto grau de intemperismo. Chacón *et al.* (1996) fizeram ensaios de resistência em solos margosos na Espanha.

Barton (1974) descreveu valores típicos de  $\phi_b$  e  $\phi_r$ , assim como coesões de pico e residuais para descontinuidades em intercalações de calcários e margas, além de calcários margosos. Esses valores podem ser perfeitamente aplicados no presente trabalho, devido à similaridade dos contextos geológico-geotécnicos. Os valores de  $\phi_r$  obtidos a partir da avaliação do índice Ja de Barton também serão avaliados, além de  $\phi_b$  obtidos por Barton de Choubey (1977).

#### 4.5.3. PARÂMETROS GEOTÉCNICOS DAS ARGILAS

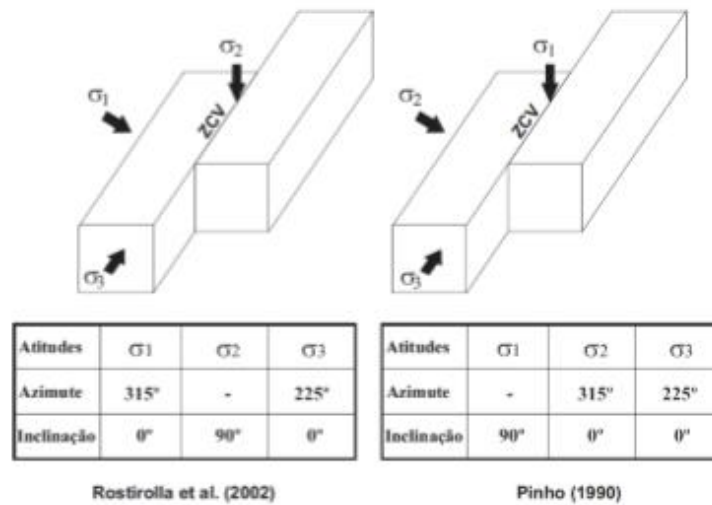
Os parâmetros geotécnicos das argilas, sobretudo as ferruginosas, que preenchem as descontinuidades lisas da Falha Vazante e das falhas de baixo ângulo, serão estimadas

conforme os valores típicos relatados por vários autores: Barton (1974), Barton e Choubey (1977), Wyllie e Mah (2004), Hoek (2007), dentre outros.

#### **4.6. ESTADO DE TENSÕES *IN-SITU***

As direções principais das tensões atuantes no Grupo Vazante foram estimadas por alguns autores como Pinho (1990), Rostirolla *et al.* (2002), Dardenne (2000), Dardenne e Schobbenhaus (2001) e Charbel (2015), a partir da evolução geotectônica da Província Tocantins. Em geral, o arranjo dos vetores de tensões *in situ* sugeridas por esses autores são iguais, mas com divergências em relação a quais direções correspondem a  $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$  e  $\sigma_3$ .

Segundo Dardenne (2000), a tensão principal ( $\sigma_1$ ) é caracterizada por ser horizontal, e com sentido para SE, mesmo sentido de vergência do sistema de falhas de empurrão do setor meridional da Faixa Brasília. Rostirolla *et al.* (2002) também caracterizam  $\sigma_1$  como horizontal, com o adendo de  $\sigma_3$  também ser horizontal, e portanto tensão  $\sigma_2$  sendo vertical. Por outro lado, Pinho (1990), Dardenne & Schobbenhaus (2001) e Charbel (2015), afirmam que  $\sigma_1$  é vertical, já que o último evento tectônico local é relacionado ao relaxamento crustal, ao fim da fase compressional. Esse entendimento é corroborado pelos indícios sistemáticos de falhamento normal na Zona de Cisalhamento Vazante, observados na Mina Subterrânea de Vazante. A Figura 4-14 mostra a diferença das interpretações de Rostirolla *et al.* (2002) e Pinho (1990), sobre as direções das tensões principais, na Zona de Cisalhamento Vazante.



**Figura 4-14:** Interpretação das tensões principais atuantes ( $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$  e  $\sigma_3$ ) na Zona de Cisalhamento Vazante (Charbel, 2015).

Segundo Charbel (2015), com relação à magnitude das tensões *in-situ* na Mina de Vazante, há indicadores geológicos que apontam para uma condição de tensões com baixa magnitude.

No presente trabalho, as diretrizes de cálculo das tensões admitidas, serão aquelas adotadas por Charbel (2015), pois os indicadores de tensões na Mina de Subterrânea de Vazante sugeridos por ele vão ao encontro das observações feitas por esse autor.

A tensão vertical ( $\sigma_v$ ), correspondente a  $\sigma_1$ , pode ser calculada a partir da equação a seguir.

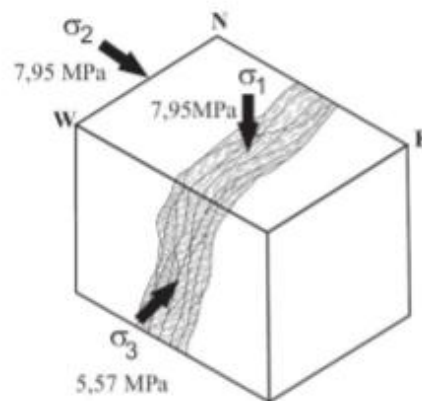
$$\sigma_1 = \sigma_v = \gamma \times H; \quad (4-20)$$

onde  $\gamma$  é o peso específico da rocha, assumido  $0,027 \text{ MN/m}^3$ , e  $H$  é a espessura da coluna do maciço rochoso acima do ponto onde se deseja medir  $\sigma_v$ .

As tensões horizontais  $\sigma_H$  e  $\sigma_h$ , que são correlatas à  $\sigma_2$  e  $\sigma_3$ , respectivamente, apresentam pequenas diferenças. Charbel (2015) relatou que as observações feitas por Pinho (1990) em relação aos pequenos rejeitos das falhas normais na Zona de Cisalhamento Vazante, sugerem uma diferença pequena entre  $\sigma_1$  e  $\sigma_3$ . Assim,  $\sigma_2$  apresenta um valor muito

próximo de  $\sigma_1$ , podendo ser considerados iguais, e  $\sigma_3$  possui um valor pouco inferior às outras duas tensões.

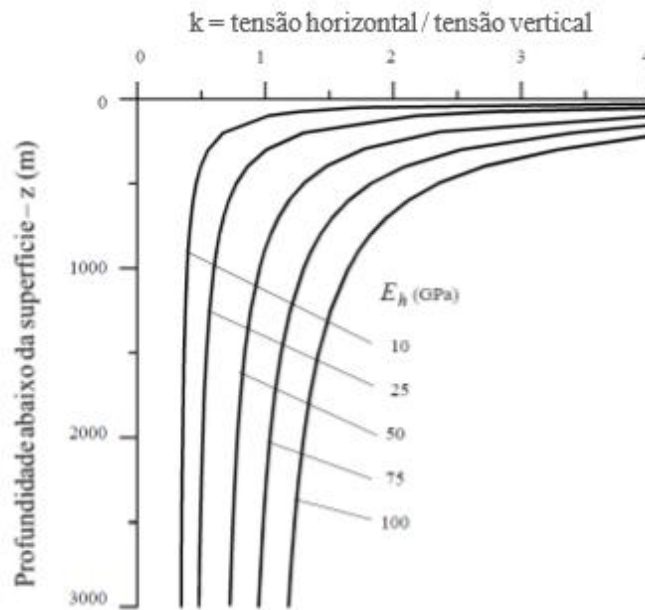
A partir das relações  $\sigma_H/\sigma_h$  ( $\sigma_2/\sigma_3$ ) constatadas com valores entre 1,4 e 2,5 por Lee e Haimson (2006), e tendo em vista as observações feitas anteriormente, chegou-se à conclusão que no caso da Mina de Vazante  $\sigma_H/\sigma_h=1,4$ . A Figura 4-15 mostra de forma esquemática os valores das tensões *in-situ* observadas por Charbel (2015), para uma profundidade de 294,50 m, fundamentados pelos princípios discutidos.



**Figura 4-15:** Interpretação das tensões atuantes na Zona de Cisalhamento Vazante, a 294,50 m de profundidade (Charbel, 2015).

Os valores de  $k$  (razão entre  $\sigma_h$  e  $\sigma_v$ ) em função do módulo de deformação, podem ser aferidos de acordo com o gráfico elaborado por Hoek *et al.*(2005) com base em valores obtidos em diversos estudos de caso.





**Figura 4-16:** Relação do fator  $k$  em função da profundidade da escavação e diferentes módulos de deformação (modificado de Hoek *et al.*, 2005).

#### 4.7. ANÁLISES DE ESTABILIDADE DAS ESCAVAÇÕES

As análises de estabilidade das escavações, a serem executadas na área do projeto, serão desenvolvidas basicamente com duas metodologias. A primeira é a análise cinemática de cunhas, que avalia a estabilidade dos blocos formados pelo encontro das descontinuidades presentes, tridimensionalmente, em função da resistência ao cisalhamento, da orientação espacial das mesmas, e do peso específico da rocha. A segunda análise será pelo método de elementos finitos, bidimensional, que analisa os novos estados de tensão nas paredes da escavação, com base na deformabilidade do maciço rochoso.

A seguir, serão descritas as referências bibliográficas utilizadas para as análises a serem feitas.

#### 4.7.1. ANÁLISE CINEMÁTICA DE CUNHAS

O método dos blocos-chave (Warburton, 1981; Goodman e Shi, 1985) tem sido utilizado amplamente para análise de estabilidade de maciços rochosos, pela sua eficiência e simplicidade (Huang *et al.*, 2016). As análises por blocos chave são, em sua maioria, determinísticas na análise da estabilidade para um bloco individual, por equilíbrio limite. Esse bloco, exposto em escavações subterrâneas ou taludes, poderá desencadear o colapso das mesmas, sendo fundamental, então, que seja estabilizado.

A metodologia fundamentalmente analisa o tamanho dos blocos, determinados pela orientação das famílias de descontinuidades e da escavação, e as propriedades mecânicas das mesmas (Menendez-Diaz *et al.*, 2009). Logo, as propriedades elasto-plásticas do material intrabloco não são consideradas.

Segundo Ma e Fu (2014), o método é mais adequado para maciços competentes, onde são formados blocos. Goodman (1995) afirma que o método pode ser utilizado para alguns caso específicos de rochas alteradas ou até mesmo solos.

No método dos blocos-chave tradicional, apenas a estabilidade dos blocos superficiais da escavação pode ser analisada, e o sistema de contenção é desenvolvido de acordo com essa análise em função do fator de segurança desejado (Windsor, 1997). Portanto, a análise é feita visando a estabilização desse bloco principal, para que não seja instalado um processo em cadeia que possa levar ao colapso da escavação subterrânea. No entanto, a metodologia tradicional não avalia como é desenvolvido esse processo em cadeia.

#### 4.7.2. MÉTODO DE ELEMENTOS FINITOS

O método de elementos finitos foi inicialmente desenvolvido por Turner *et al.* (1956), com a invenção da análise de elementos triangulares para análises estruturais. Contudo, Argyris (1960) é considerado o inventor do método, ao apresentar uma matriz para a

análise estrutural, levando em conta a dualidade entre forças atuantes e deslocamentos (Jing, 2003). Logo após a postulação de Argyris, o método foi adotado nos mais variados segmentos da engenharia.

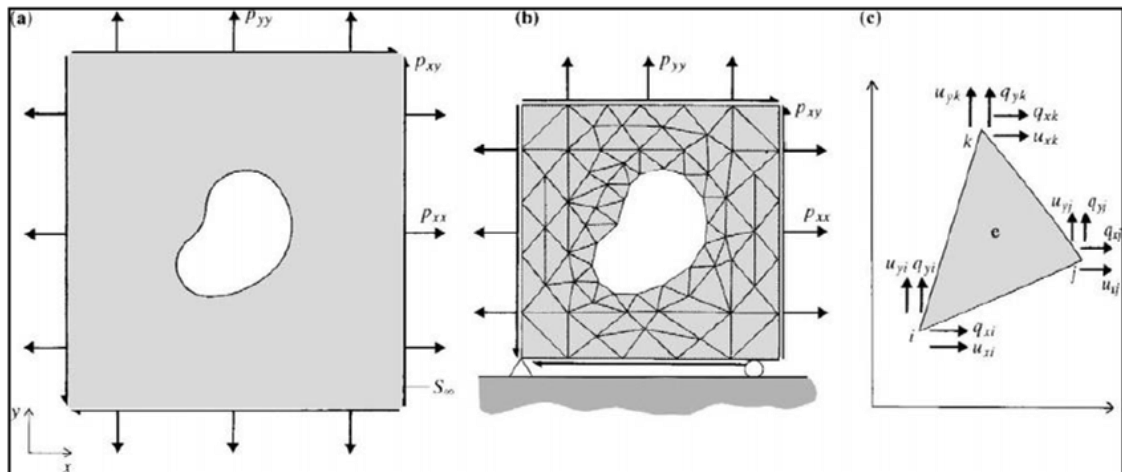
Segundo Jing (2003), o método basicamente consiste em três etapas: discretização do domínio, aproximação local e solução global da equação matricial. A discretização é feita através da divisão do domínio em um número finito de elementos contínuos, de formas regulares, definidos por um número fixo de nós, como por exemplo três nós para um elemento triangular.

De forma geral, a equação matricial, para resolução de um problema de elementos finitos, possui um elemento de forma definido pelas coordenadas dos nós, em função de uma ordem dos elementos. A equação fundamental dos elementos finitos pode ser resumida da seguinte forma:

$$\sum_{i=1}^N [K_{ij}^e] \{u_j^e\} = \sum_{i=1}^N \{f_i^e\} \quad (4-21)$$

Onde a matriz  $K_{ij}^e$  é em função da forma,  $u_j^e$  é o valor vetorial dos nós como variável desconhecida, e o vetor  $f_i^e$  remete aos esforços causados pelas condições iniciais de contorno.

A Figura 4-17 ilustra a sequência metodológica para resolução de um problema por elementos finitos, partindo da definição do domínio e condições de contorno, passando para uma divisão em subdomínios (discretização), com um número fixo de nós e lados, e posterior solução do problema de tensão-deformação para cada subdomínio.



**Figura 4-17:** Modelagem numérica por Elementos Finitos, com o domínio do problema (a), a discretização do domínio (b), e elemento triangular individual (Brady e Brown, 2004).

Em muitos casos, o maciço fraturado é admitido como um maciço contínuo, para que se aplique os conceitos de elementos finitos normalmente. Porém, para condições em que uma aproximação contínua não é aplicável, um modelo que contemple as características do material de preenchimento das discontinuidades deve ser usado, para descrever os mecanismos de cisalhamento e deslocamento, em um comportamento pós ruptura, e o efeito de um possível preenchimento inconsolidado (Indraratna *et al.*, 2010).

A representação das fraturas em modelos de elementos finitos foi inicialmente sugerida por Goodman *et al.* (1968), assumindo que as tensões no contato entre domínios, e os deslocamentos ao longo das fraturas com espessura teórica igual a zero, seguem uma relação linear com a rigidez normal ( $K_n$ ) e a rigidez de cisalhamento ( $K_s$ ). Segundo Bandis, Lumsden e Barton (1983),  $K_n$  e  $K_a$  são utilizados para descrever a taxa de alteração da tensão normal ( $\sigma_n$ ) em relação aos deslocamentos normais ( $V_i$ ), e a tensão cisalhante ( $T$ ) em função dos deslocamentos cisalhantes ( $d_h$ ).

Os valores de  $K_n$  e  $K_s$  podem ser estimados em função das propriedades mecânicas do material de preenchimento, por meio das seguintes fórmulas:

$$K_n = E_0 / h \quad (4-22)$$

$$K_s = G_0 / h \quad (4-23)$$

Onde  $E_0$  é o módulo de deformabilidade do material de preenchimento, e  $G_0$  é o módulo cisalhante do material de preenchimento, e "h" é a espessura do preenchimento da descontinuidade.

Outro método de avaliação de  $K_n$  e  $K_s$  foi proposto por Barton (1972), utilizando os valores de módulo de deformação do maciço rochoso ( $E_m$ ) e o módulo da rocha intacta ( $E_i$ ), além do espaçamento ( $L$ ) das descontinuidades:

$$K_n = (E_i \times E_m) / L(E_i - E_m) \quad (4-24)$$

Os parâmetros JRC e JCS foram avaliados por Barton, Lumsden e Bandis (1983), em função dos valores de  $K_s$  e  $K_n$ , obtidos por testes de tensões *versus* deslocamentos em descontinuidades de diversas rochas e graus de rugosidade e alteração, culminando nas relações a seguir:

$$K_{ni} = -7,15 + 1,75JRC + 0,02 \{ JCS / [JRC/5] [0,2(\sigma_c/JCS) - 0,1] \} \quad (4-25)$$

$$K_s = (100/L) \times \sigma_n \times \tan [JRC \log(JCS/\sigma_n) + \phi_r] \quad (4-26)$$

A correlação entre  $K_s$  e  $K_n$  foi definida por meio do coeficiente de Poisson ( $\nu$ ) por Goodman *et al.* (1968), conforme equação a seguir.

$$K_s = K_n / 2(1 + \nu) \quad (4-27)$$

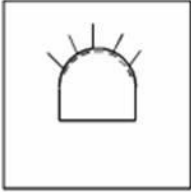
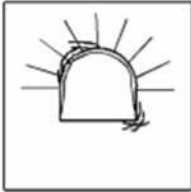

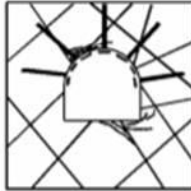
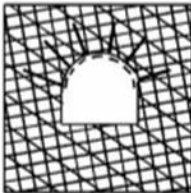
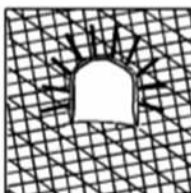
#### 4.7.3. AVALIAÇÃO DO MÉTODO DE ESTABILIZAÇÃO PARA AS ESCAVAÇÕES

A partir das análises de estabilidade realizadas, serão definidos os métodos de estabilização e os melhores arranjos dentro do possível, levando em consideração a

segurança, tipo de escavação, custo *versus* benefício e práticas já adotadas na mina. Vários tipos de ancoragem são utilizadas atualmente, e o entendimento de como eles funcionam é essencial para a sua otimização e segurança, além do uso mais econômico.

A grande variedade de formas de corpos minérios e das características dos maciços rochosos que são encontrados em uma mina subterrânea significa que cada mina apresenta seu próprio desafio na adoção de um sistema de reforço ou suporte (Hoek, Kaiser e Bawden, 2000). Segundo os mesmos autores, uma aplicação de suporte típica para todas as minas é algo praticamente impossível. A Figura 4-18 apresenta as soluções típicas de ancoragem em galerias subterrâneas, em função do estado de tensões *in situ* e do grau de fraturamento dos maciços rochosos.

Em 2004, Hoek relatou que, sob altas tensões (anisotrópicas), um maciço homogêneo pode ser fraturado artificialmente, e em casos extremos até mesmo acontecer soerguimento de piso, colapso de teto ou das laterais das galerias. Além disso, nos maciços heterogêneos, usualmente sob tensões baixas a moderadas, os principais problemas ocorrem devido a escorregamento e queda de blocos por gravidade. Já a convergência das galerias ocorre quando a relação entre a resistência do maciço rochoso homogêneo, e a tensão *in-situ*, é baixa, e ao longo do tempo há a formação de uma zona de deformação irreversível ao redor do túnel. Quando o maciço é extremamente fraturado, podem ocorrer colapsos por gravidade ou convergência das paredes, e o reforço deve ser feito em arranjos sistemáticos. Em maciços pouco ou moderadamente fraturados, a aplicação pode ser pontual ou sistemática de acordo com a orientação das descontinuidades.

	Sob Baixas Tensões	Sob Altas Tensões
Rocha Maciça	 <p>Rocha maciça sujeita a baixas tensões <i>in situ</i>. Sem suporte, ou tirantes de segurança.</p>	 <p>Rocha maciça sujeita a altas tensões <i>in situ</i>. Arranjo de tirantes com tela ou concreto projetado</p>
Rocha fraturada	 <p>Rocha maciça com poucas fraturas, sujeita a baixas tensões <i>in situ</i>. Tirantes localizados, para contenção de blocos ou cunhas individuais.</p>	 <p>Rocha maciça com poucas fraturas, sujeita a altas tensões <i>in situ</i>. Arranjo de tirantes inclinados, com tela ou concreto projetado, no teto e nas laterais</p>
Rocha muito fraturada	 <p>Rocha maciça muito fraturada, sujeita a baixas tensões <i>in situ</i>. Arranjo de tirantes leves, com tela ou concreto projetado.</p>	 <p>Rocha maciça muito fraturada, sujeita a altas tensões <i>in situ</i>. Arranjo de tirantes pesados inclinados, com tela ou concreto projetado, ou até mesmo cambota, e arco invertido no piso.</p>

**Figura 4-18:** Situações típicas de maciços rochosos, sob diferentes estados de tensão e sistemas de contenção (modificado de Hoek, Kaiser e Bawden, 2000).

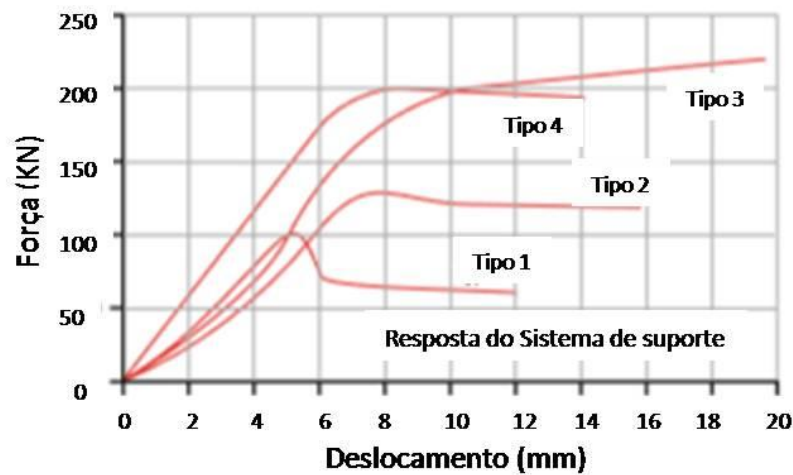
Segundo Hudson e Harrison (1997), os reforços são utilizados na tentativa de minimizar os deslocamentos que ocorrem ao longo de descontinuidades pré-existentes, logo, o maciço rochoso se torna auto suportado. Por outro lado, os suportes são introduzidos

para inibir os deslocamentos nas paredes das escavações, sendo o maciço rochoso, então, suportado por um elemento de carga externo.

Apesar dos grandes avanços no conhecimento sobre sistemas de contenção, existe ainda uma grande confusão na consideração das vantagens e desvantagens da aplicação de diferentes dispositivos e em vários problemas geotécnicos (Windsor, 1997). Windsor também separou os conceitos de reforços (passivos) e suportes (ativo), sendo que os reforços consistem em técnicas de melhoria dos parâmetros geotécnicos do maciço, e suportes são estruturas que exercem uma força de reação nas paredes da escavação. São exemplos de reforços os tirantes e pinos de ancoragem, e exemplos de suportes são cambotas e concreto de alta resistência projetado nas paredes. Os reforços são mais efetivos na contenção de blocos críticos de rocha, mais superficiais, que devem ser travados para que não ocorra um processo generalizado de instabilidade na escavação.

Windsor (1997) ainda descreveu os mecanismos de transferência de carga em contenções de três formas: movimento da rocha e transferência da zona instável para o elemento de reforço, transferência de carga para zonas interiores do maciço, e a transferência do elemento de carga da contenção para o maciço estável. As respostas dos sistemas de reforço se dão através da mudança nos comportamentos mecânicos do maciço rochoso perante perturbações, e dependem do campo força-deslocamento de acordo com arranjo das contenções e intensidade das perturbações, dentre outros fatores. De forma geral, essas respostas são axiais, cisalhante, por torção ou flexural, sendo mais comum a combinação de todas elas, em função, principalmente, da capacidade de carga ( $F_c$ ) e do deslocamento máximo ( $d_c$ ), de acordo com a Figura 4-19.  $F_c$  é a carga máxima que o sistema é capaz de atingir, associada a uma capacidade máxima de distensão  $d_c$  para determinado sistema.





**Figura 4-19:** Respostas diferentes de tipos suporte perante a esforços (modificado de Windsor, 1997).

No livro "*Support of Underground Excavations in Hard Rock*", Hoek, Kaiser e Bawden (2000) analisaram uma situação hipotética para o entendimento do comportamento das escavações diante de esforços. Eles assumiram um túnel circular com raio  $r_0$ , e tensões hidrostáticas ( $p_0$ ), com um sistema de contenção uniforme, de pressão  $p_i$ . Sendo assim, a pressão crítica para o início de deformações irreversíveis ( $p_{cr}$ ) é dada pela equação.

$$p_{cr} = \frac{2p_0 - \sigma_{cm}}{1+k} \quad (4-28)$$

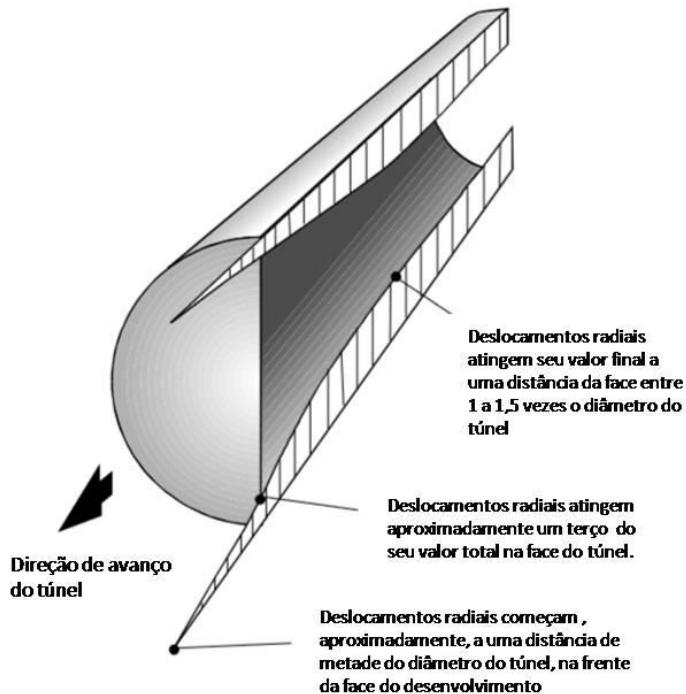
Onde  $k$  é o fator multiplicador de  $\sigma_3$  em função de  $\sigma_1$ , em uma dada pressão de confinamento, e  $\sigma_{cm}$  é a resistência à compressão do maciço rochoso.

Os deslocamentos radiais nas paredes do túnel são dados por:

$$u_{ie} = \frac{r_0(1+\nu)}{E}(p_0 - p_i) \quad (4-29)$$

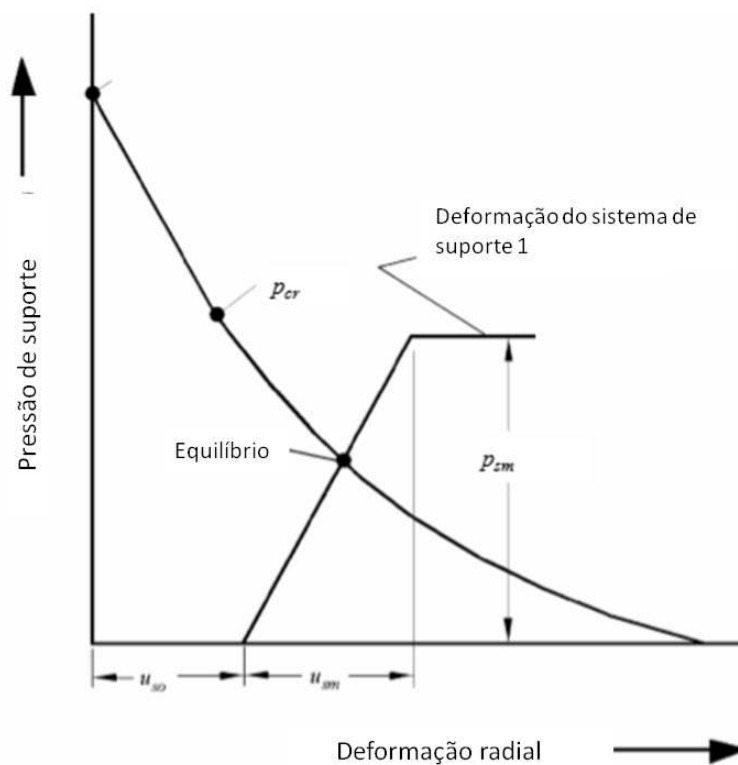
Onde "E" é o módulo de deformação do material e "ν" é o coeficiente de poisson.

O deslocamento radial do túnel aumenta gradualmente até seu valor final, com o afastamento da face de escavação, e pode ser ilustrada de forma esquemática, na Figura 4-20.



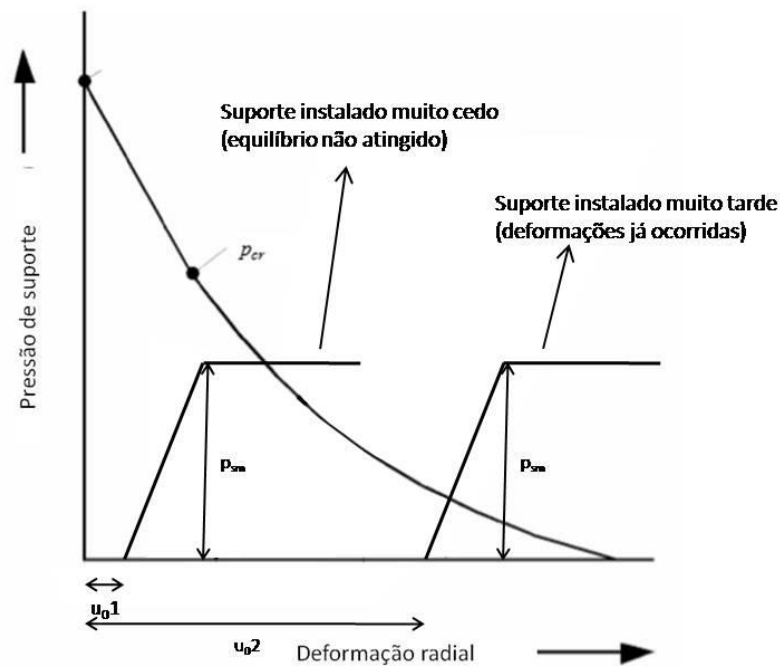
**Figura 4-20:** Variação da deformação radial em galerias subterrâneas, com o afastamento da frente de desenvolvimento (modificado de Hoek, Kaiser e Bawden, 2000).

Em geral, os deslocamentos radiais na escavação são de aproximadamente um terço de seu total na face da escavação, e estes não podem ser recuperados. Algum deslocamento também ocorre antes do suporte se tornar efetivo. Este deslocamento total inicial é chamado  $u_{s0}$ . O ponto  $p_{cr}$  indica a pressão crítica de suporte, ou seja, o ponto em que são iniciados os deslocamentos plásticos nas paredes da escavação, e a partir do qual deve ser instalada a contenção, afim de restringir os deslocamentos irreversíveis no material. Após o suporte (ou sistema de reforço) ser instalado e se tornar efetivo, ele inicia sua deformação elástica, como mostrado na Figura 4-21. O deslocamento elástico máximo que pode ser absorvido pelo sistema de contenção é chamado  $u_{sm}$ , e a carga máxima é chamada  $p_{sm}$ .



**Figura 4-21:** Resposta do sistema de reforço às deformações nas paredes do túnel, resultando em equilíbrio do maciço (modificado de Hoek, Kaiser e Bawden, 2000).

Dependendo das características do sistema de contenção, da qualidade do maciço rochoso ao redor do túnel, e do nível de tensões *in-situ*, o sistema irá se deformar elasticamente em resposta à convergência do túnel, à medida que o ponto de instalação se afasta da face de desenvolvimento da escavação. O equilíbrio é atingido se a curva de reação do suporte intercepta a curva de deslocamentos do maciço rochoso. Se a contenção é instalada muito tarde, ou seja,  $u_{s0}$  é muito grande, como a deformação  $u_{02}$ , na Figura 4-22, o maciço já terá se deformado muito, e o sistema de contenção será ineficaz. Por outro lado, se a capacidade do suporte é inadequada, ou ele é instalado muito cedo, o sistema terá atingido a sua resistência máxima antes que o ponto de equilíbrio seja atingido, se tornando não efetivo.



**Figura 4-22:** Resposta do sistema de reforço às deformações nas paredes do túnel, resultando no colapso do maciço (modificado de Hoek, Kaiser e Bawden, 2000).

Segundo Windsor (1997), os fatores de utilização e de mobilização, correspondem à resposta do sistema de reforço ao novo estado de equilíbrio atingido perante novos esforços. Se o equilíbrio é atingido, a capacidade de carga e deslocamento do sistema foram utilizados parcialmente, ou seja, foram estabelecidas as cargas de trabalho ( $F_s$ ) e deslocamento de trabalho ( $d_s$ ), e então os fatores de mobilização são dados por  $F_s/F_c$  e  $d_s/d_c$ , e a utilização de cada um é dada em porcentagem.

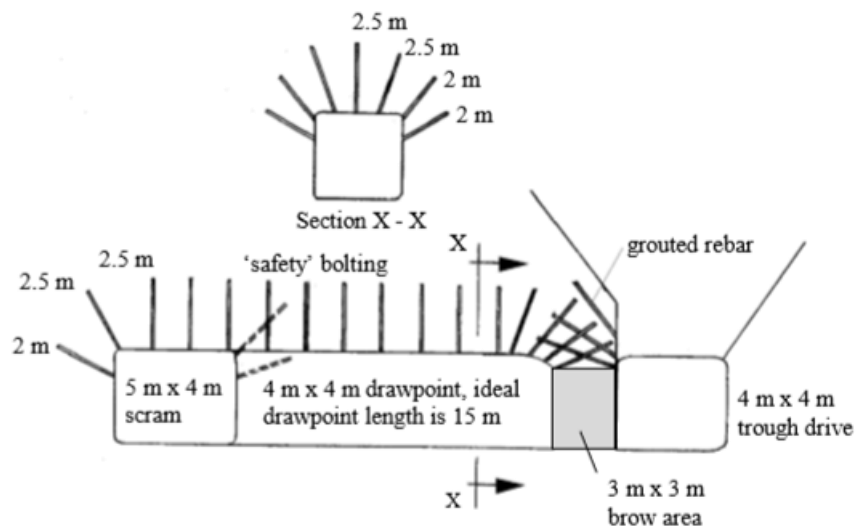
Alguns sistemas de ancoragem são utilizados apenas por questões de segurança, e não suportam grandes cargas, como em escavações onde há um grande fluxo de pessoas e equipamentos, por um longo período de tempo. Alguns exemplos são rampas principais, garagens e refeitórios, onde, segundo Hoek, Kaiser e Bawden (2000), podem ser utilizados tirantes de baixa capacidade de carga, ou pinos de ancoragem mecânica ou por fricção, em uma malha fixa de 2,00 m x 2,00 m e tela de aço, por exemplo.

Em escavações permanentes, no entanto, a corrosão pode ser um problema e aço galvanizado pode ser usado, apesar dos tirantes totalmente preenchidos por calda de

cimento ou resina serem mais econômicos. O concreto projetado é muito comum de ser utilizado, com espessura entre 100 e 150 mm, dependendo do tipo e da função da escavação.

Em travessas, ou galerias que cortam o corpo de minério perpendicularmente ou transversalmente, deve-se considerar a proximidade dos *stopes* de lavra, e mesmo que sejam escavadas em rocha de boa qualidade, deve-se utilizar reforço a fim de antecipar os danos causados por detonações (Hoek, Kaiser e Bawden, 2000). Além disso, vários casos de diluição do minério no encontro de travessas e realces de lavra são registrados. A barra de aço com furo grauteado é uma boa opção para esses pontos e maciços de boa qualidade, mas em rocha muito fraturada, cabos trançados e grauteados são melhores opções, por sua flexibilidade (permitem deslocamentos inter blocos). A Figura 4-23 mostra o arranjo indicado para galerias paralelas, ligadas por travessas, para acesso ao material desmontado.

A Figura 4-23 mostra padrões e comprimentos de ancoragens diferentes, dependendo da localização da galeria em relação ao realce de lavra, ponto de carregamento e áreas de cabeceira.

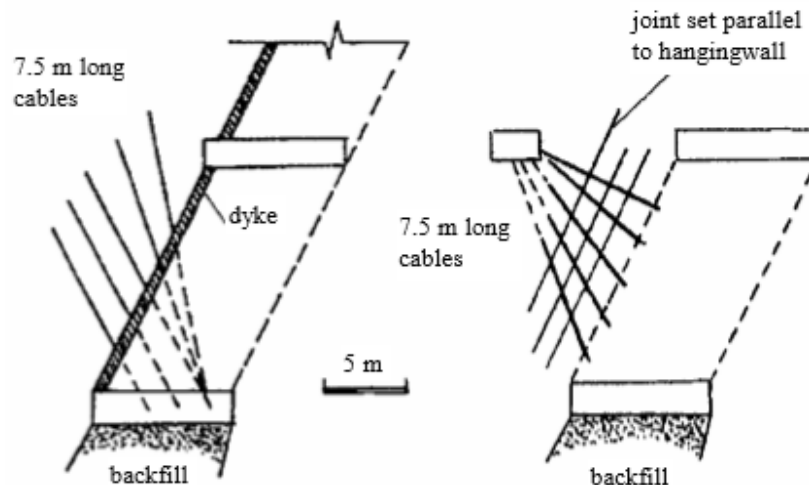


**Figura 4-23:** Reforço sugerido para travessas, próximas a realces de lavra (Hoek, Kaiser e Bawden, 2000).

Ainda de acordo com Hoek, Kaiser e Bawden (2000), para pequenas escavações, feitas paralelamente ao *strike* da descontinuidade mais fraca, normalmente se usam tirantes não grauteados e mecanicamente ancorados na rocha. São rápidos e fáceis de ser instalados e podem ser tensionados, afim de estabilizar possíveis cunhas e devem ser instalados muito próximo à face, para evitar o relaxamento dos tirantes causados pela total exposição da cunha.

O controle de diluição de minério e segurança pessoal e material pode ser feito através de cabos grauteados em operações de extração de minério. Os cabos podem ser instados no corpo de minério e/ou na capa do minério, não pré-tensionados. Esse procedimento é muito comum no método de lavra de corte e enchimento.

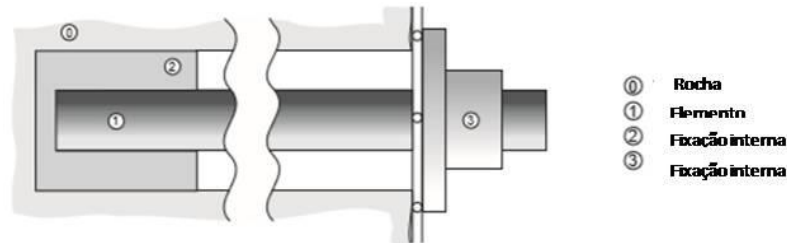
Bourchier *et al.* (1992) utilizaram a técnica de cabeamento da capa, para controlar a diluição do minério, causado por descontinuidades paralelas ao corpo de minério, na Mina Campbell, no Canadá, como ilustrado na Figura 4-24.



**Figura 4-24:** Cabeamento da capa de stopes na Mina de Campbell, Canadá (Bourchier *et al.*, 1992)

Os tirantes de ancoragem mecânica são essencialmente constituídos por barras de aço, com fixadores em um extremidade e placas de ancoragem na outra, e são sempre tensionados depois da instalação. Os elementos básicos que determinam a eficiência dos

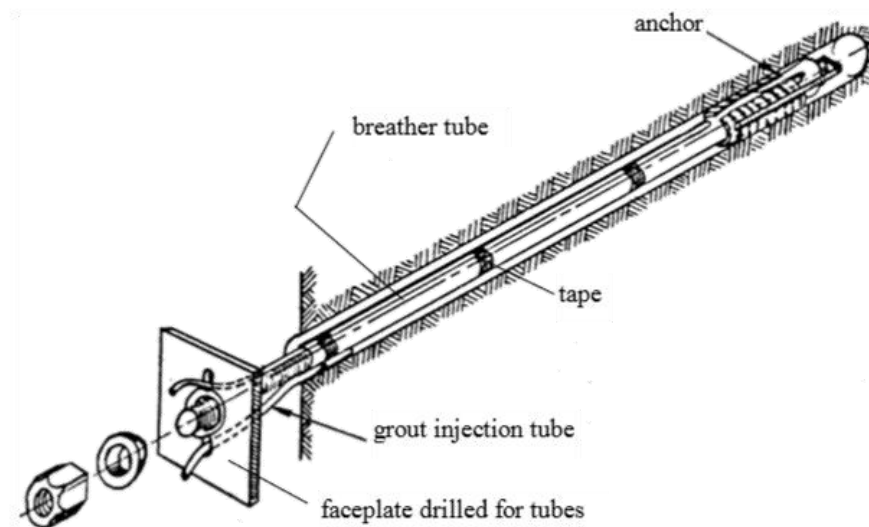
tirantes são o tipo de maciço, o material da barra ou tubo, o material utilizado para adesão rocha-tirante (fixação interna) e o material de fixação externa (cabeça de tirante), conforme mostra a Figura 4-25.



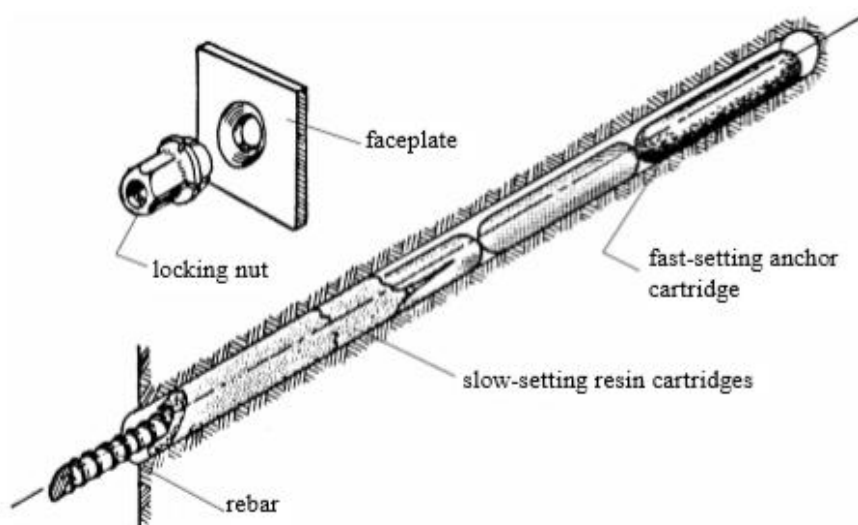
**Figura 4-25:** Elementos básicos de ancoragem de tirantes (modificado de Windsor, 1996).

Para aplicações em galerias temporárias, usualmente os tirantes não são grauteados, mas em escavações permanentes são. Em tirantes que suportam cargas elevadas, o pré-tensionamento deve atingir cerca de 70% de sua capacidade, e em tirantes de segurança esse controle não é tão importante (Hoek, Kaiser e Bawden, 2000).

Os tirantes podem ser mecanicamente ancorados ou ancorados por meio de resinas expansivas, ou argamassa de cimento, sendo que essas últimas são melhores para evitar relaxamentos causados por vibrações de detonações. A Figura 4-26 e a Figura 4-27 ilustram as diferenças básicas entre esses dois tipos de ancoragem para os tirantes.

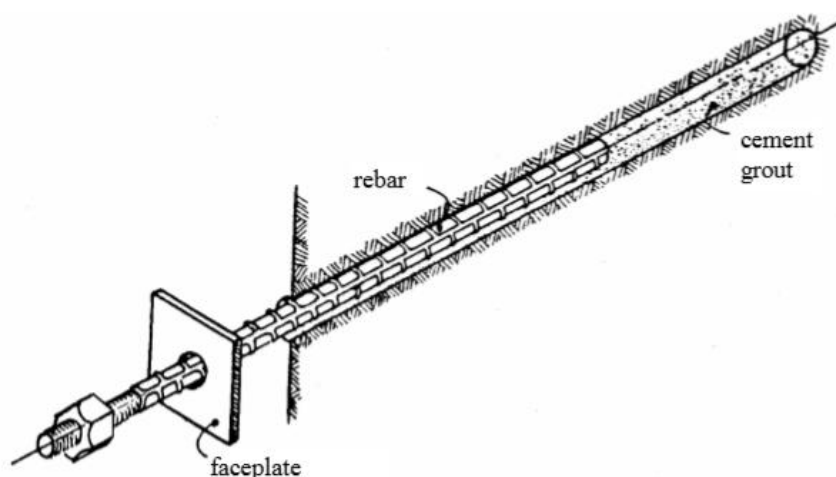


**Figura 4-26:** Arranjo de tirante mecanicamente ancorado e grauteado (Hoek, Kaiser e Bawden, 2000).



**Figura 4-27:** Arranjo de tirante ancorado com resina expansiva e grauteado (Hoek, Kaiser e Bawden, 2000).

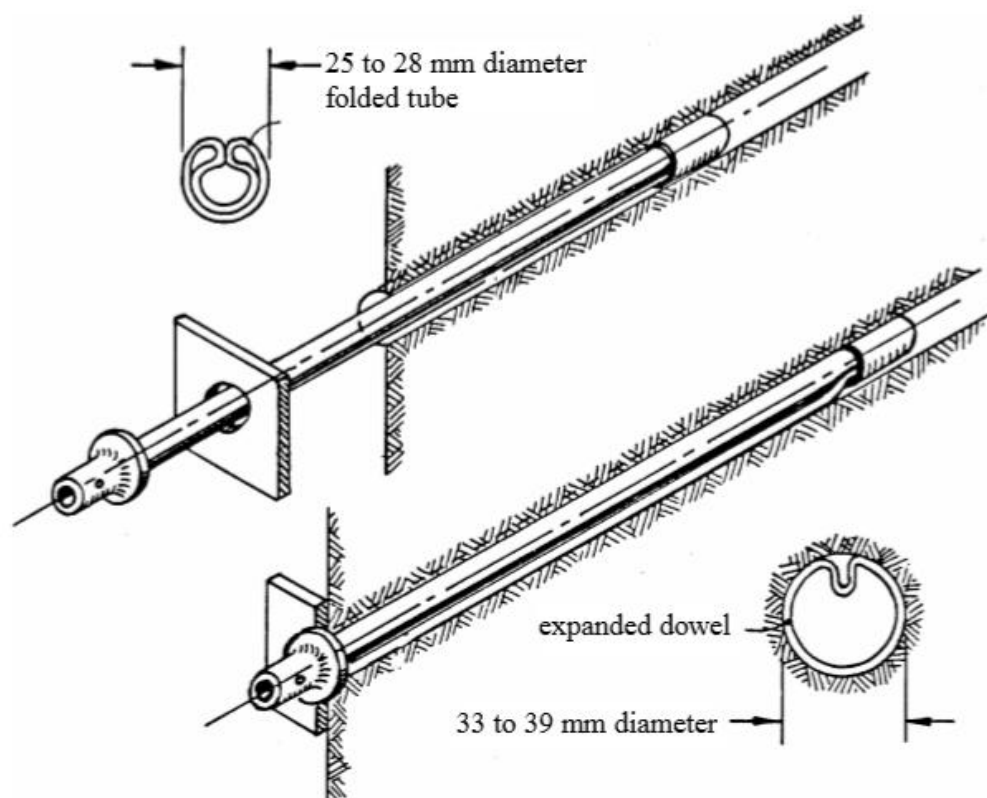
Os pinos de ancoragem são formados por barras de aço grauteadas, sendo impossíveis de serem ancoradas, e a carga é induzida por movimentações do maciço (Hoek, Kaiser e Bawden, 2000). Por isso, devem ser instalados o mais próximo da face o possível, antes das movimentações significativas no maciço. Os pinos de fricção (Split-Set) são constituídos de barras inseridas à percussão, em furos de menor diâmetro que a barra.



**Figura 4-28:** Arranjo de pino de ancoramento grauteado com argamassa de cimento (Hoek, Kaiser e Bawden, 2000).



O Swellex foi desenvolvido pela Atlas Copco, e funciona a partir de um tubo dobrado de 12,00 m de comprimento, que é acionado por injeção de água sob pressão, que infla o tubo, causando contato com as paredes. O problema do Swellex está relacionado a alta corrosão causada pelo contato direto do metal com a parede do furo, e sua vantagem é a rapidez e o baixo custo na instalação.



**Figura 4-29:** Arranjo do Swellex antes e depois da expansão por água sob pressão (Hoek, Kaiser e Bawden, 2005).

Em maciços rochosos com estabilidade controlada por descontinuidades, algumas particularidades com relação à resistência de reforços devem ser observadas. Em seu estudo sobre o comportamento de ancoragens que atravessam descontinuidades, Graselli (2005) concluiu que, nos tirantes completamente grauteados, o crescimento de zonas plastificadas simetricamente às descontinuidades apareceram claramente. Além disso, as descontinuidades se comportaram como obstáculos perante a propagação de tensões. A ausência de preenchimento e a sua forma vazada levaram o Swellex a trabalhar diferencialmente perante grandes deformações, em seção. Porém, a resistência

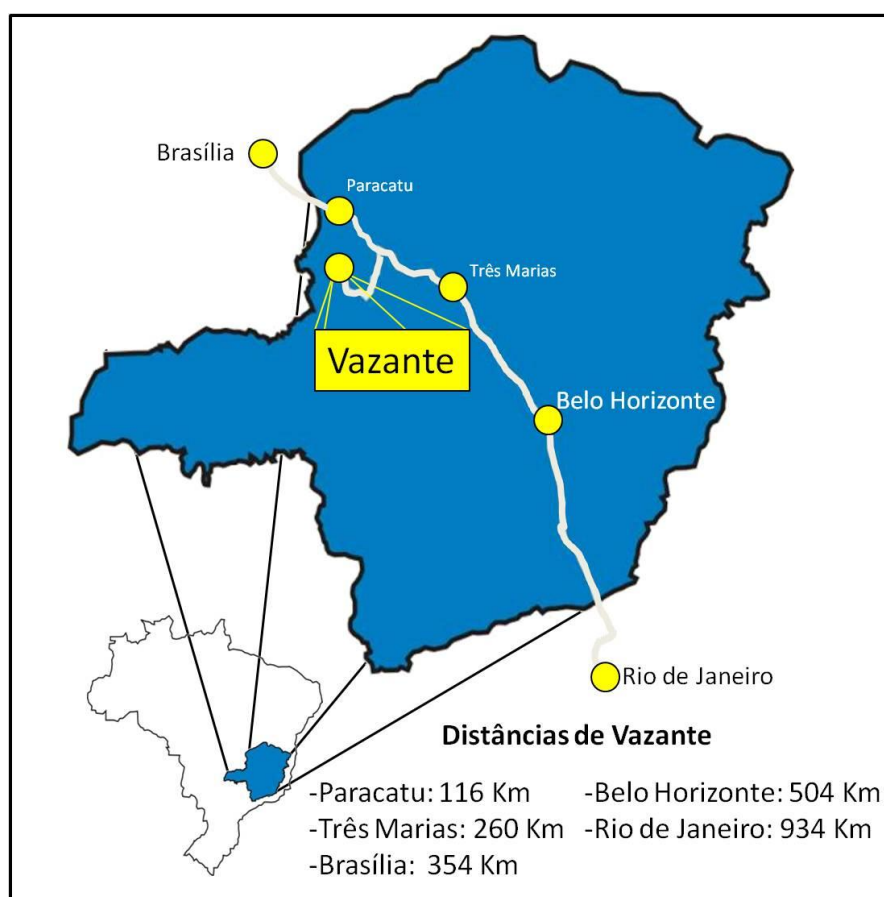
ao cisalhamento do tirante convencional é maior. Graselli (2005) concluiu que os métodos de elementos finitos, simulam de forma muito realista o comportamento dos tirantes perante esforços diferenciais em interfaces de descontinuidades.

Em 1994, Stillborg também realizou testes em tirantes e pinos de ancoragem instalados transversalmente às descontinuidades em rocha. Esses testes se mostraram mais realistas em maciços fraturados, do que os ensaios de arrancamento, tradicionais em maciços homogêneos.

## 5) ESTUDO DE CASO

### 5.1. LOCALIZAÇÃO E HISTÓRICO

A cidade de Vazante está localizada na região noroeste do Estado de Minas Gerais, a aproximadamente 504 km de Belo Horizonte e 354 km de Brasília. Outras cidades a se destacar são Paracatu, onde se encontra a Mina de Morro Agudo (Zn e Pb), a 116 km, e a cidade de Três Marias, local da Usina Metalúrgica, a 260 km. As Unidades de Morro Agudo e Três Marias, pertencem à Votorantim Metais e estão diretamente ligadas ao ciclo produtivo do minério de Vazante. A Figura 5-1 mostra a localização de Vazante em relação ao Estado de Minas Gerais, e as principais distâncias a serem observadas.

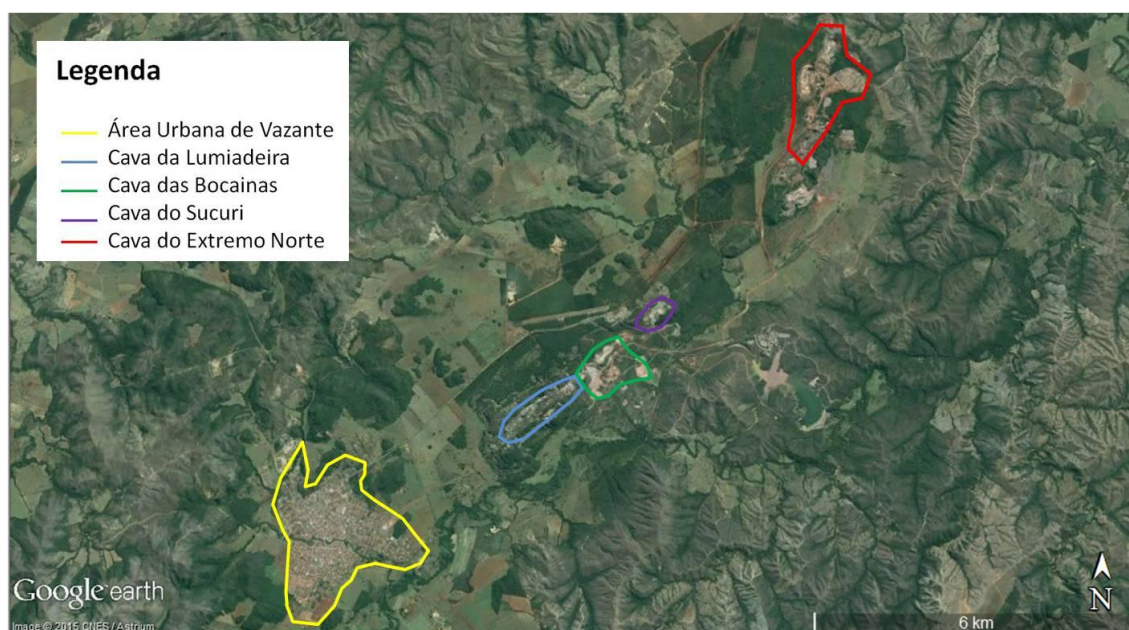


**Figura 5-1:** Localização do município de Vazante.

A Mina de Vazante entrou em operação através da cava a céu aberto, para a extração da Calamina, e atingiu a escala industrial em 1969, após 8 anos de pesquisas geológicas. Os primeiros registros do minério de zinco em Vazante, datam do ano de 1951, servindo de motivação para a fundação da Companhia Mineira de Metais (CMM), em 1956, que passou a adotar o nome de Votorantim Metais em 2005.

A primeira rampa de acesso para a Mina Subterrânea de Vazante foi iniciada no ano de 1983, e a escala de produção industrial do Minério Willemítico foi atingida no ano de 1993. No ano de 2009, a mina subterrânea passou a ser a única fonte do minério de zinco no Complexo Vazante, já que a mina a céu aberto foi desativada após ser constatada a inviabilidade econômica das cavas.

A Figura 5-2 mostra uma imagem de satélite da região de Vazante, incluindo a área urbana, e as cavas da Lumiadeira, das Bocainas, do Sucuri e do Extremo Norte.



**Figura 5-2:** Imagem de satélite com destaque para a área urbana da cidade de Vazante, e as cavas da Mina de Vazante. (Fonte: Google Earth®)

## **5.2. GEOLOGIA**

A Mina de Vazante está localizada no contexto geológico de uma Zona de Cisalhamento, por onde percolaram os fluidos mineralizados responsáveis pela cristalização dos minerais-minério de zinco e outros minerais associados. As rochas encaixantes do Depósito Zincífero de Vazante correspondem a uma sequência pelito carbonática, susceptível a um acelerado processo de intemperismo que gerou cavidades, muitas vezes portadoras de lama e água sob pressão. Esta associação de fatores é negativa do ponto de vista geotécnico, pois gera condições de risco nas escavações.

Para que o maciço-rochoso seja descrito da forma mais eficiente e detalhada possível, visando uma compreensão plena das situações de risco, é necessário que se conheça o contexto geológico em âmbito regional e local. No âmbito regional, destacam-se os processos formadores de rocha e processos tectônicos pelos quais passaram a crosta neste ambiente, e no âmbito local é importante vislumbrar quais foram as estruturas geológicas e sistemas de intemperismo instalados, derivados desses processos.

### **5.2.1. GEOLOGIA REGIONAL**

A Faixa de Dobramento Brasília (FDB) está localizada na porção leste da Província Tocantins , se estendendo por 1000 km aproximadamente, com direção geral N-S, na margem oeste do Cráton São Francisco (Dardenne, 2000). Sua formação está relacionada à colisão entre os Crátoms Amazônico e São Francisco, e seu arcabouço tectônico possui 2 grandes domínios, separados por características das deformações ocorridas e graus de metamorfismo pelos quais passaram as rochas pré-existentes.

Dardenne (2000) caracterizou o Domínio Norte como a porção poupada de grandes esforços, onde o metamorfismo é inexistente ou de baixo grau (xisto verde inferior) nas rochas sedimentares, onde as relações estratigráficas são bem preservadas. Segundo o mesmo autor, isso ocorreu devido ao fato do embasamento cristalino composto por

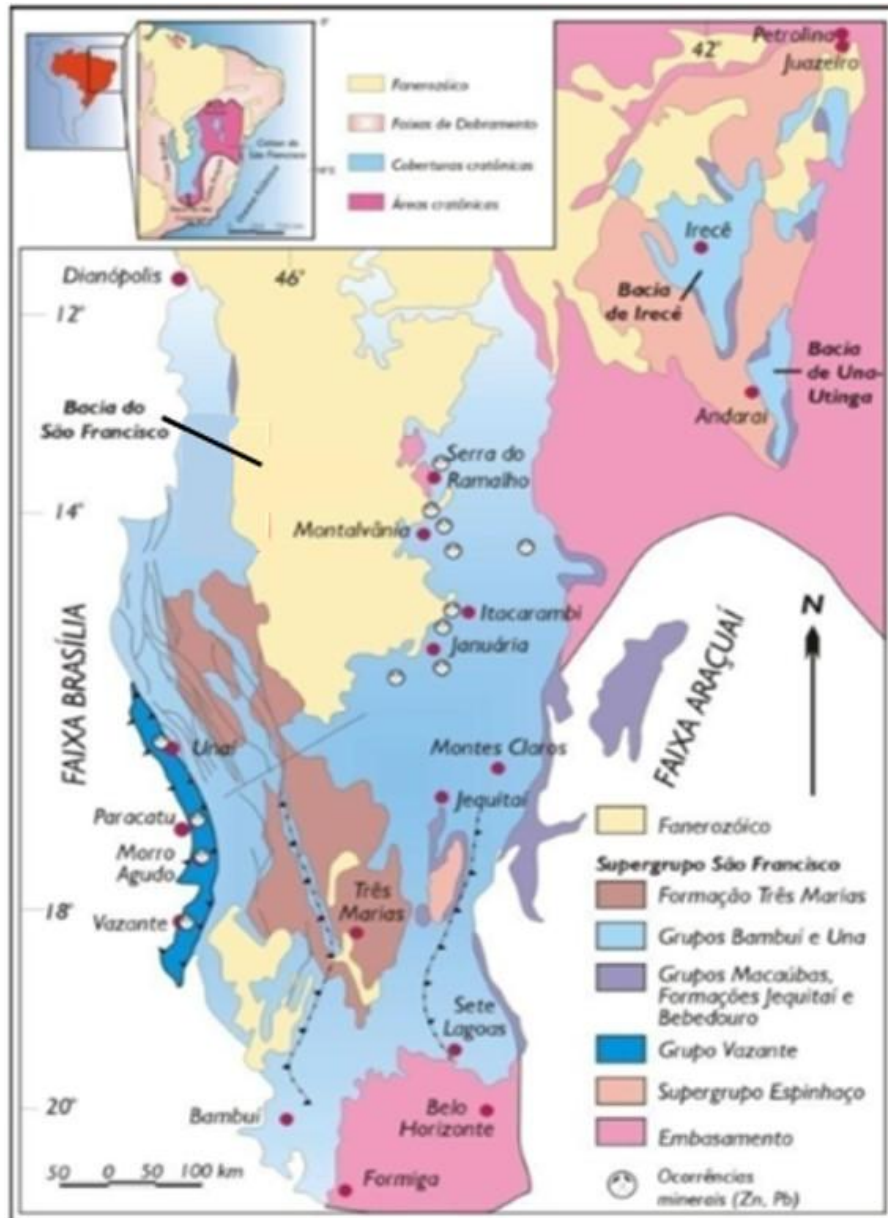
granito-gnaissé, exercer a função de um anteparo rígido perante os esforços compressivos durante o Ciclo Brasileiro.

O Domínio Sul da FDB, por outro lado, apresenta grandes deformações associadas a graus de metamorfismo variáveis, entre baixo a alto, modificando as relações estratigráficas originalmente estabelecidas. Sistemas de imbricamento, *nappes* e empurrões envolveram as rochas dos grupos Araxá, Canastra, Ibiá e Vazante, com metamorfismo aumentando gradualmente para oeste.

A Mina de Vazante se encontra em meio a rochas do Grupo Vazante (Dardenne, 2000), situada no contexto do Domínio Sul da FDB, sendo essa a região de foco para os estudos sobre as unidades geológicas e contexto geotectônico, assim como a geologia estrutural e as implicações geotécnicas que esse conjunto de fatores pode representar.

#### 5.2.1.1. UNIDADES LITOLÓGICAS

As unidades litológicas pertencentes ao Domínio Sul da FDB são os grupos Canastra, Ibiá, Araxá e Vazante. A Figura 5-3 ilustra a localização do Grupo Vazante em relação ao Cráton São Francisco, em sua borda oeste, no limite da Faixa Brasília.



**Figura 5-3:** Mapa geológico regional do Cráton São Francisco (Alckmin e Marshak, 1998)

### Grupo Canastra

O Grupo Canastra (Barbosa *et al.*, 1969), é formado por uma associação de metassedimentos pelíticos e psamíticos, com carbonatos subordinados, sendo pelitos e quartzitos as rochas mais comuns, com um metamorfismo atingindo a facies xisto verde.

Em 1994, Dardenne e Freitas-Silva dividiram o Grupo Canastra em 3 formações, sendo essas a Formação Serra do Landim (calco filitos e calco xistos), a Formação Paracatu (filitos e quartzitos) e a Formação Chapada dos Pilões (quartzitos).

### **Grupo Araxá**

O Grupo Araxá, também definido por Barbosa *et al.*(1969), é composto essencialmente por quartzitos micáceos e mica xistos, com ocorrências de lentes de mármores dolomíticos em algumas localidades.

Rochas vulcânicas frequentemente estão associadas aos mica xistos do Grupo Araxá (Lacerda Filho e Oliveira, 1994), como anfibolitos (metabasalto), meta-andesito e meta-riolito.

### **Grupo Ibiá**

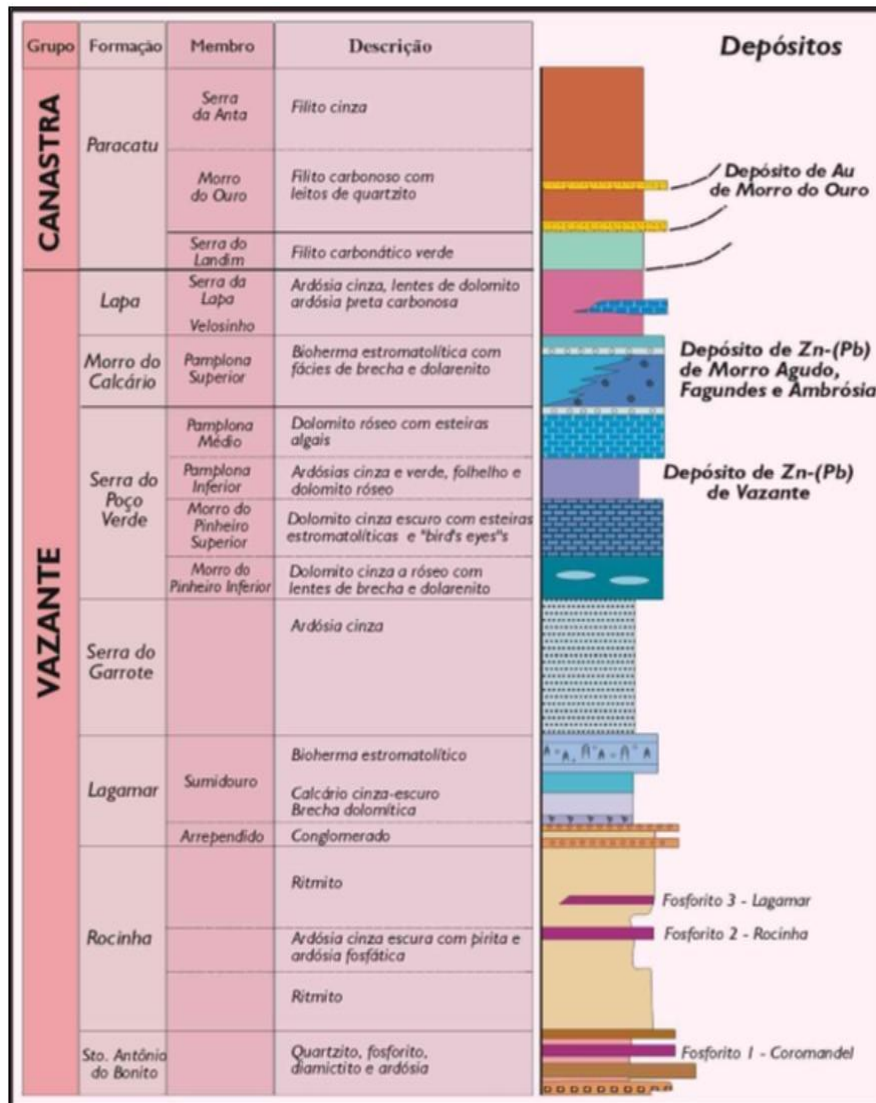
O Grupo Ibiá (Pereira, 1992) foi identificado a princípio como Formação Ibiá, por Barbosa *et al.* (1970), e foi subdividido em duas formações por Pereira *et al.* (1994).

A Formação Cubatão é composta por diamictitos interpretados como depósitos glaciomarinhas desenvolvidos por fluxos de gravidade. A porção superior do Grupo Ibiá, a Formação Rio Verde, é composto basicamente por calco filitos e calco xistos, com laminações quartzosas.

### **Grupo Vazante**

No noroeste do Estado de Minas Gerais, os metassedimentos do Grupo Vazante cobrem uma área de 250 km de extensão, com orientação geral N-S, passando pelas cidades de Coromandel, Lagamar, Vazante, Paracatu e Unaí (Dardenne, 2000). O Grupo Vazante é dividido em sete formações, como pode ser visto na Figura 5-4, a serem descritas a seguir.





**Figura 5-4:** Coluna estratigráfica do Grupo Vazante (Dardenne, 2000)

Formação Retiro: porção basal do Grupo Vazante, é constituída por quartzitos, localmente conglomeráticos, intercalados com ardósia. Em algumas regiões, esta formação é caracterizada pela presença de diamictitos com matriz pelítica, localmente fosfática (Dardenne, 2000).

Formação Rocinha: a base dessa formação é constituída por sequência de ritmitos, e sua porção superior é formada por ardósias e meta siltitos. Logo acima na estratigrafia, são encontrados carbonatos e ardósias com presença de pirita e laminações fosfáticas, com grande importância econômica.

Formação Lagamar: descrita primeiramente por Dardenne *et al.* (1976), a Formação Lagamar é constituída por intercalações de conglomerado, quartzito, meta siltitos e ardósia, na sua porção inferior. Em sua porção superior, são encontrados brechas dolomíticas intraformacionais, passando para dolomitos rosas estromatolíticos (Dardenne, 2000).

Formação Serra do Garrote: Sequência de ardósias de coloração cinza e esverdeada, localmente rítmica, carbonosa e contendo pirita, com intercalções finas de quartzito (Madalosso e Vale, 1978).

Formação Serra do Poço Verde: essa formação corresponde à sequência dolomítica predominante, descrita pela primeira vez por Dardenne (1978). A Formação Serra do Poço Verde é dividida em 4 membros, da base para o topo:

-Membro Morro do Pinheiro Inferior: formado por dolomitos cinza claro e/ou dolomitos rosas laminados, com esteiras algais, intercalando níveis de dolarenitos e brechas intraformacionais associadas a lentes de dolomito com colunas estromatolíticas (Dardenne, 2000).

-Membro Morro do Pinheiro Superior: composto basicamente por dolomito cinza escuro e esteiras algais com frequentes estruturas em *birdeyes*, encontra-se intercalados com dolarenitos, brechas lamelares e filito carbonoso.

Formação Serra da Lapa: esta unidade representa o topo do Grupo Vazante, e as rochas que a compõe são basicamente filito e meta siltitos, com lente de dolomito e passagens de quartzito. As lentes de dolomito apresentam várias formas, como esteiras algais, colunas estromatolíticas e brechas intraformacionais. Na Região de Unai, são encontrados também arenitos e conglomerados. (Dardenne, 2000).

As datações das rochas da Formação Serra da Lapa e arenitos arcoseanos da base do Grupo Vazante, feitas pelos métodos Re-Os e U-Pb (Azmy *et al.*, 2008), revelaram idades entre 998 e 1100 Ma.

## **Grupo Bambuí**

Os sedimentos pelíticos e carbonáticos de idade Neoproterozóica, logo à leste do FDB, e que cobrem grandes áreas do Cráton São Francisco, são correlatos ao Grupo Bambuí (Dardenne, 2000).

O Grupo Bambuí é dividido em seis formações: Formação Jequitaí (diamictitos), Formação Sete Lagoas (calcilutitos, calcários e dolomitos), Formação Serra de Santa Helena (rochas pelíticas), Formação Lagoa do Jacaré (calcários cinza escuros), Formação Serra da Saudade (sequência pelítica) e Formação Três Marias (depósitos arcoseanos).

### **5.2.1.2. CONTEXTO GEOTECTÔNICO REGIONAL**

O fim do Ciclo Transamazônico levou à criação do supercontinente Atlântica, cujas evidências se dão pela presença dos terrenos arqueanos do Maciço de Goiás, com idades entre 3,0 e 2,5 G.a. (Queiroz *et al.*, 1999), a Sequência Vulcano-Sedimentar Santa Terezinha, e o metamorfismo da Formação Ticunzal, correlata ao mesmo período (Dardenne, 2000).

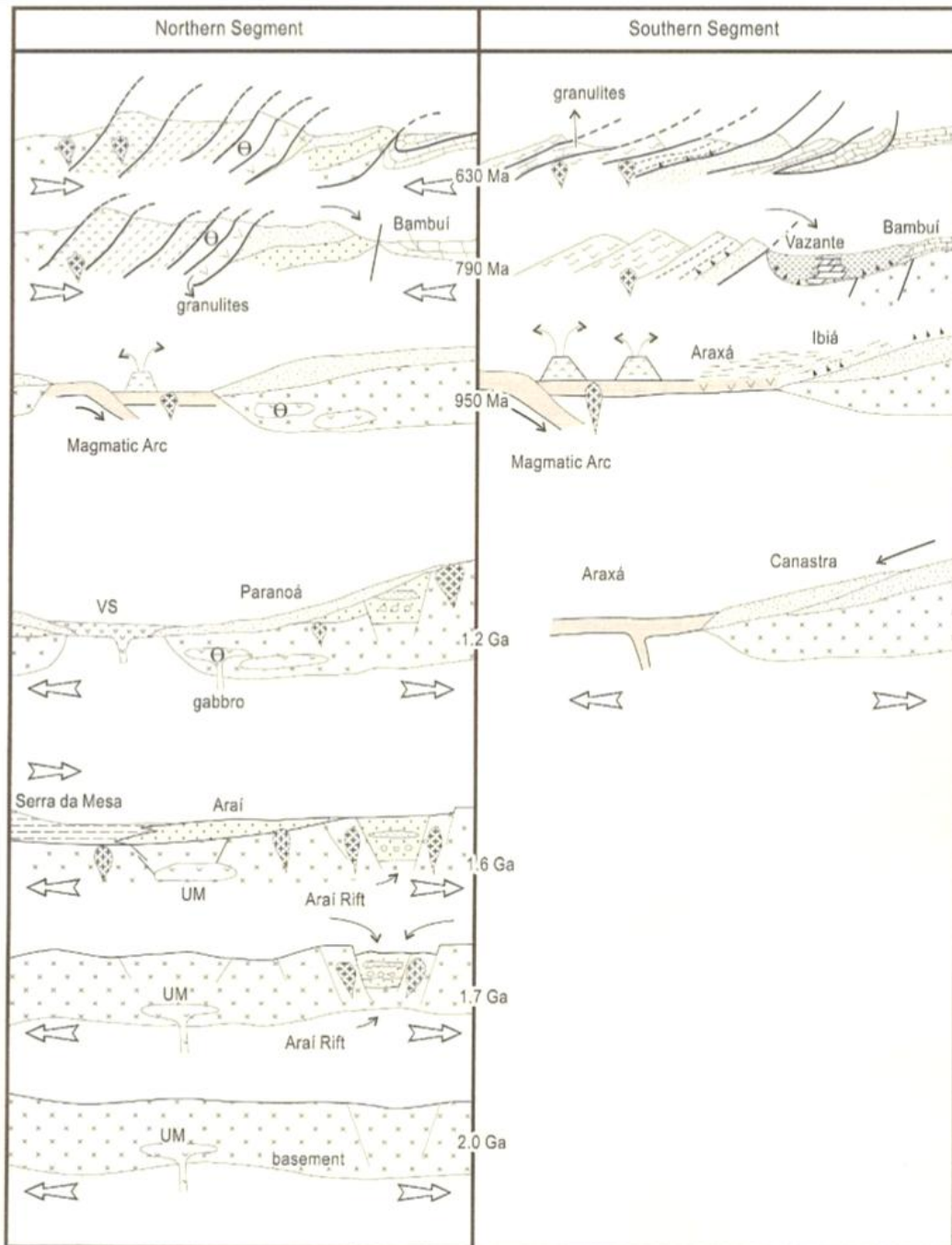
Durante o Éon Paleoproterozóico, um rift intracontinental se instalou na região (Nilson *et al.*, 1994). O início do Rift Araí (Dardenne, 2000), é marcado pelas sequências sedimentares sin-rift observadas nas regiões de Cavalcanti, Teresinha de Goiás, Monte Alegre e Arraiais, onde são relatadas as presenças de brechas intraformacionais e conglomerados.

Segundo Dardenne (2000), as intrusões anorogênicas na Sub Província Tocantins, indicam a reativação do Rift Araí, com idades próximas à 1,56 G.a. (Pimentel *et al.*, 1992). O que sucedeu a esta reativação, foi uma transgressão marinha, representada pela deposição dos sedimentos que dera origem aos quartzitos e metapelitos encontrados hoje no Grupo Serra da Mesa.

No segmento sul da Faixa de Dobramentos Brasília, o Grupo Canastra é a evidência da sedimentação de margem passiva, datada do Neoproterozóico (Dardenne, 2000). Os mica-xistos e quartzitos do Grupo Araxá são relacionados à turbiditos formados no talude da plataforma continental, enquanto os anfibolitos de afinidade toleítica, as rochas pelíticas e as formações ferríferas bandadas, são correlacionadas à zona expansão do assoalho oceânico do mesmo grupo. Ainda durante o Neoproterozóico, o ciclo Brasileiro foi iniciado, sendo este o responsável pelo fechamento do Rift Araí.

O Arco Magmático de Goiás, AMG, (Pimentel e Fuck, 1991,1992) se estende desde o nordeste do estado de meso nome, até o Segmento Sul da FDB, com idades entre 950 e 600 M.a. (Pimentel *et al.*, 1997). O AMG foi formado durante a subducção intraoceânica no fechamento do Rift Araí, sendo desenvolvida uma sequência vulcano-sedimentare (SVS), associada a rochas tonalíticas / granodioríticas metamorfasadas e milonitizadas. Os depósitos metálicos tipo VMS e depósitos de Ouro são relacionados às SVS do AMG.

Os eventos colisionais do Ciclo Brasileiro na FDB fora divididos em evento precoce e evento tardio. Durante o evento precoce (790 M.a.) no Segmento Sul da FDB, o vulcanismo e plutonismo ácidos são característicos, sendo a Sequência Maratá (granitos e granodioritos) a unidade litológica correlata a este evento (Dardenne, 2000). Após o primeiro evento colisional brasileiro, foi gerado uma grande depressão na frente do cinturão, onde foram depositados os sedimentos do Grupo Bambuí. O evento colisional tardio do Ciclo Brasileiro ocorreu entre 610 e 630 M.a., sobrepondo as rochas dos grupos Araxá, Ibiá e Canastra às rochas do Grupo Bambuí.(Dardenne, 2000), através de falhas de empurrão de baixo ângulo. Ainda segundo Dardenne, o Grupo Vazante provavelmente representa uma sequência transicional entre as rochas dos grupos Paranoá e Bambuí.



**Figura 5-5:** Evolução tectônica da Faixa Brasília nos segmentos meridional e setentrional (Dardenne, 2000).

Mais recentemente, Valeriano *et al.*(2004, 2008) resumiram a Faixa Brasília Meridional, como um cinturão de dobras e empurrões (*fold-and-thrust belt*), com idades entre 650 a 580 M.a. O mesmo autor ainda reforçou a existência de duas fases

progressivas de encurtamento crustal durante o Ciclo Brasileiro, com formação de um sistema de lascas imbricadas e um grande deslocamento horizontal.

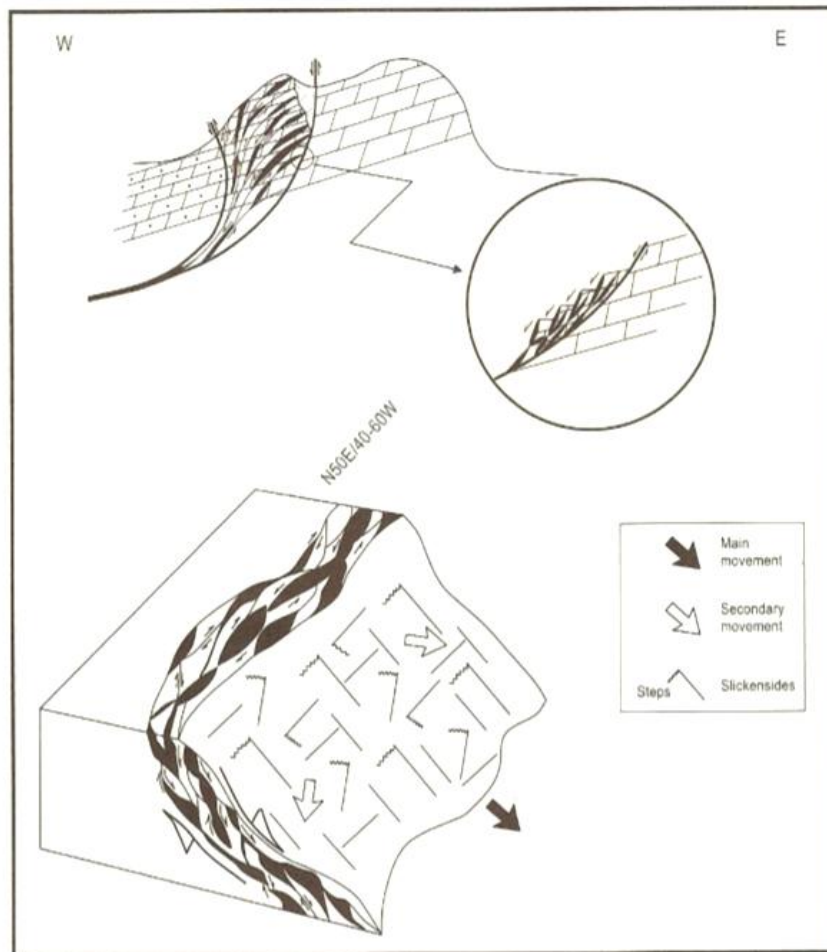
A primeira fase é responsável pela formação de *nappes*, com xistosidade sub paralela ao acamamento, causadas pela superposição de unidades litológicas em ordem invertida, através de falhas subhorizontais.

A segunda fase gerou dobramentos assimétricos, além de falhas de empurrão e reversas, com direção aproximadamente norte-sul e vergência para leste. Ao final deste fase se desenvolveram sistemas transcorrentes sinistrais (Valeriano *et.al.*, 2004) com direções transversais às preferenciais na fase anterior (norte-sul), orientadas preferencialmente na direção leste-oeste, variando para WNW e WSW.

#### 5.2.1.3. AS FEIÇÕES REGIONAIS NA CARACTERIZAÇÃO GEOTÉCNICA DOS MACIÇOS ROCHOSOS

As feições geradas pela sucessão de eventos tectônicos da FDB, criaram uma trama estrutural até certo ponto complexa, sobretudo em zonas de cisalhamento. Os fatores que comandam os graus de intemperismo, e as direções preferenciais e intensidade das descontinuidades presentes nas rochas da Mina de Vazante, são muitas vezes conhecidas (através do empirismo) no cotidiano da mina.

No entanto, é importante que se contextualize estas feições ao ciclo evolutivo da FDB, especialmente na sua porção meridional, a fim de se prever situações críticas futuras no maciço rochoso. As estruturas com direção preferencial NW-SE, por exemplo, vêm servindo como principais condutos de águas meteóricas, acelerando o processo de intemperismo das rochas, sobretudo as carbonáticas, mais pré dispostas à dissoluções.



**Figura 5-6:** Sistema de imbricação na Zona de Cisalhamento Vazante (Dardenne, 2000)

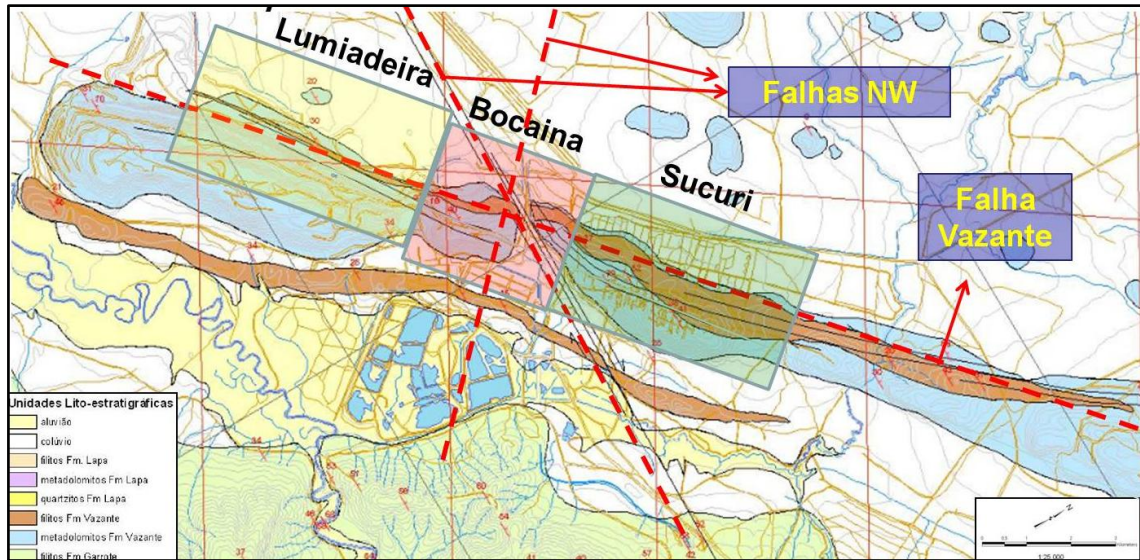
As relações entre os planos preferenciais de acamamentos, falhas e fraturas, além de definir os fluxos hídricos no maciço rochoso, também podem representar riscos associados a deslocamentos e queda de bloco, durante o processo de escavação subterrânea de galerias e blocos de lavra.

A seguir, serão detalhadas as litologias encontradas na região da Mina de Vazante, assim como as feições estruturais que são reflexo da evolução tectônica da FDB.



## 5.2.2. GEOLOGIA LOCAL

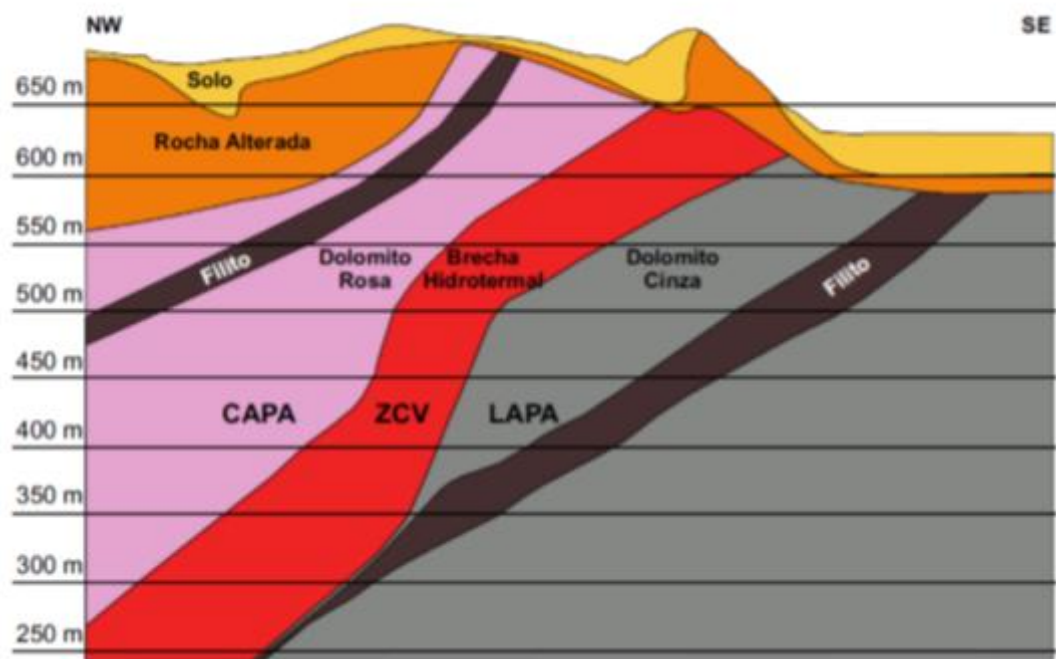
O Depósito Zincífero de Vazante é caracterizado pelo controle tectônico da mineralização hidrotermal relacionada a fluidos conatos que preencheram a estrutura de falha lístrica, a Zona de Cisalhamento Vazante.(Dardenne e Freitas-Silva, 2000).



**Figura 5-7:** Mapa geológico local da Mina de Vazante, com destaque para as regiões da Lumiadeira, Bocainas e Sucuri, e as principais estruturas de falha.

Conforme visto na Figura 5-8, as rochas encaixantes do minério são os dolomitos róseos intercalados com rochas meta-pelíticas, normalmente margas e ardósias, os dolomitos cinzas que por vezes também se encontram intercalados com metapelitos e margas, além das brechas dolomíticas e Fe-carbonáticas (siderita e ankerita). Os dolomitos róseos intercalados com margas e ardósias, são correlatos à Formação Serra do Poço Verde, Membro Pamplona (Dardenne, 2000), e são encontrados preferencialmente na região da capa da Falha Vazante, enquanto os dolomitos cinzas (Membro Morro do Pinheiro) se encontram na lapa da falha. Esta relação pode ser observada nas cavas à céu aberto e nos níveis produtivos mais rasos, entre as cotas 600,00 m e 350,00 m, aproximadamente.





**Figura 5-8:** Seção geral da Mina de Vazante (Magalhães e Cella, 2009).

Nas porções mais inferiores da Mina Subterrânea de Vazante, abaixo da cota 350, os filitos carbonosos são encontrados com frequência na região de lapa, intercalado com os dolomitos cinza, que por sua vez são comumente encontrados também na capa da falha nestes níveis. Uma feição frequentemente observada nos filitos carbonosos, sobretudo nos níveis mais profundos interceptados pela sondagem, é a presença de espelhamento na sua foliação principal, indicando que houve uma falha concentrada nesta litologia. Barros (2007), interpreta a Formação Serra do Garrote como um falha de empurrão, o que é corroborado pelos dados das novas sondagens da Mina de Vazante.

As fases deformacionais na região de Mina de Vazante ainda são assunto de grande discussão, e a medida que a mina subterrânea vai se aprofundando, novos dados vêm sendo revelados.

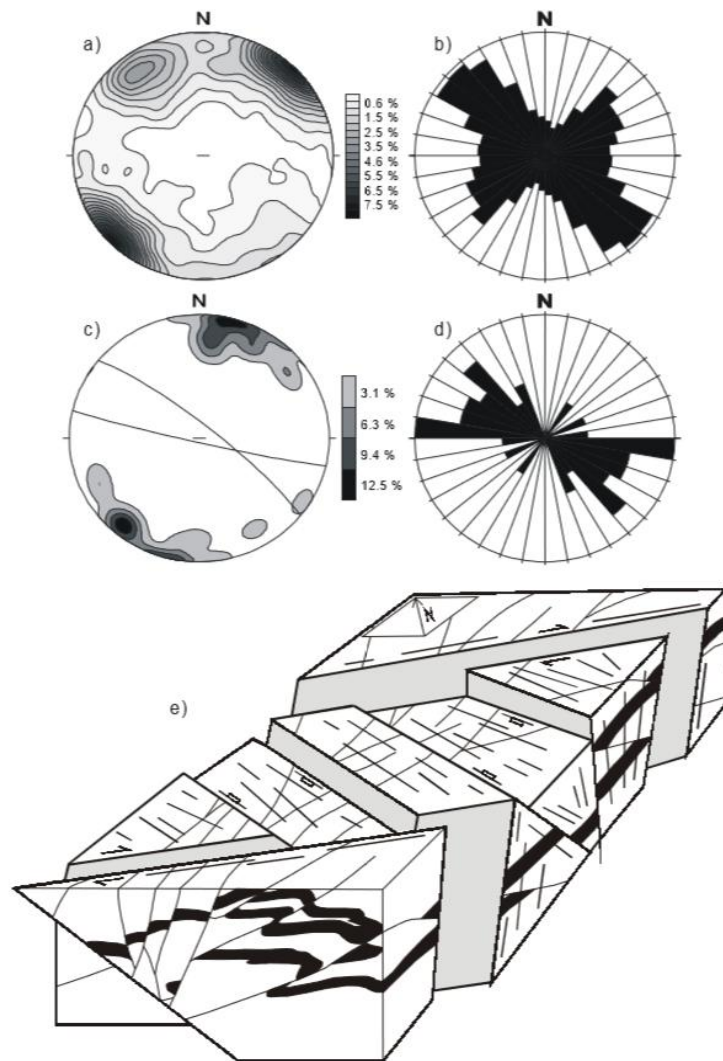
Segundo Rostirolla *et al.* (2002), a fase de deformação D1, observada em escala local na Mina de Vazante, corresponde à tectônica de *nappes* da FDB (Dardenne, 2000; Valeriano *et al.*, 2004, 2008), com foliação S1 sub paralela ao acamamento S0, com achatamento e transposição através dos níveis pelíticos, mais dúcteis.

A fase D2 seria uma continuação da primeira, com vergência para SE e responsável pela Falha da Serra do Garrote, enquanto a fase transcorrente sinistral D3, seria responsável pela geração da Zona de Falha Vazante, hospedeira do minério de zinco, com direção NE-SW.

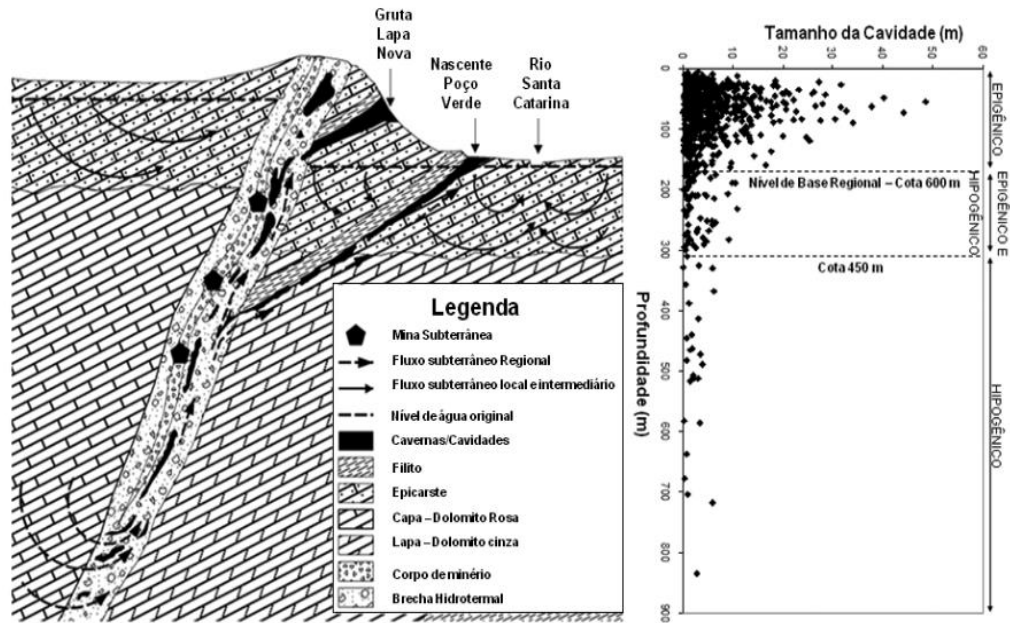
Durante D4, foram formados os leques de falhas normais, sendo estas uma reativação das estruturas de D3, associada a formação novas estruturas paralelas, principalmente na capa da falha, preenchidas por fluidos que deram a coloração rosa ao dolomitos (Rostirolla *et al.*, 2002). Segundo Oliveira (2013), esta coloração rosada é comum em sedimentos depositados em zona de supramaré, podendo ser explicada pela oxidação de sedimentos finos com óxidos de Fe por exposição subaérea, associado a planícies evaporíticas do tipo sabkha.

A fase deformacional D5 de Rostirolla *et al.*(2002) esta relacionadas às estruturas de transcorrência dextral, relatadas por Valeriano *et al.*(2004), como pertencentes ao fim da segunda fase compressiva do Ciclo Brasileiro. Essas estruturas com orientação preferencial NW-SE , são responsáveis pelo maior fluxo de hidrológico nos aquíferos cársticos da região (Rostirolla *et.al*, 2002).

Bittencourt e Reis Neto (2012) caracterizam as feições cársticas rasas de Vazante, como sendo controladas por fatores epigenéticos relacionados ao sistemas da fraturas com direção NW-SE. Em uma segunda faixa altimétrica, entre 600 e 450 m, eles caracterizam um sistema misto , controlado em partes pelo sistema NW-SE, e em parte pelas feições hipogênicas, ou seja, resultantes do hidrotermalismo formador do minério, e portanto paralelas ao corpo mineralizado. Abaixo da cota 450 m, as feições geradas por processos hipogênicos controlam as carstificações, as quais a ocorrência diminui drasticamente com o aumento da profundidade.

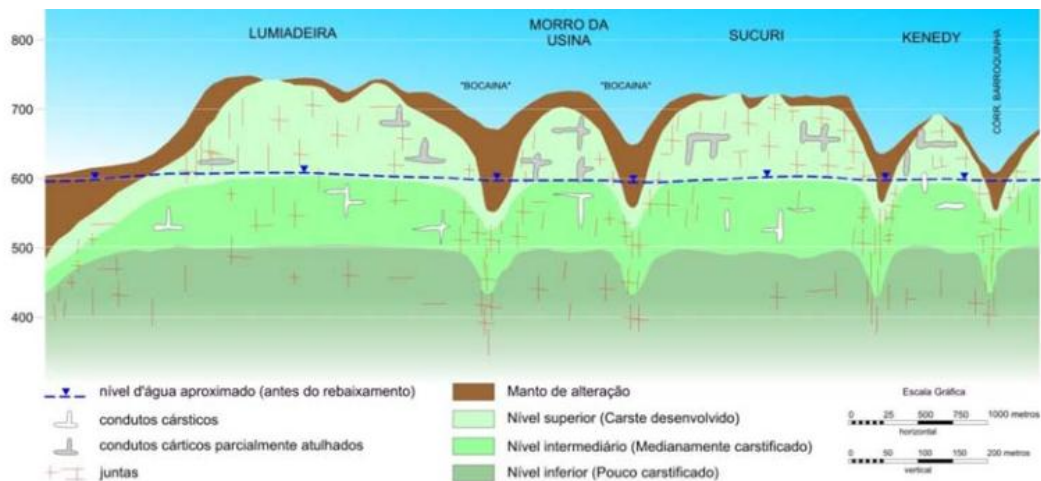


**Figura 5-9:** a) Diagrama de isolinhas de juntas em toda a área (N=1252, moda 45/88). b) Roseta de frequências de juntas (máximo=7,5%). c) Diagrama de isolinhas das falhas transcorrentes dextrais (N=32, modas 39/81 e 194/86). d) Roseta de frequências das falhas transcorrentes dextrais (máximo 14%). e) Bloco diagrama esquemático da fase D5, representando a compartimentação gerada pelas falhas EW e a deformação distensional condicionada pelas falhas NW. (Rostirolla et. al., 2002)



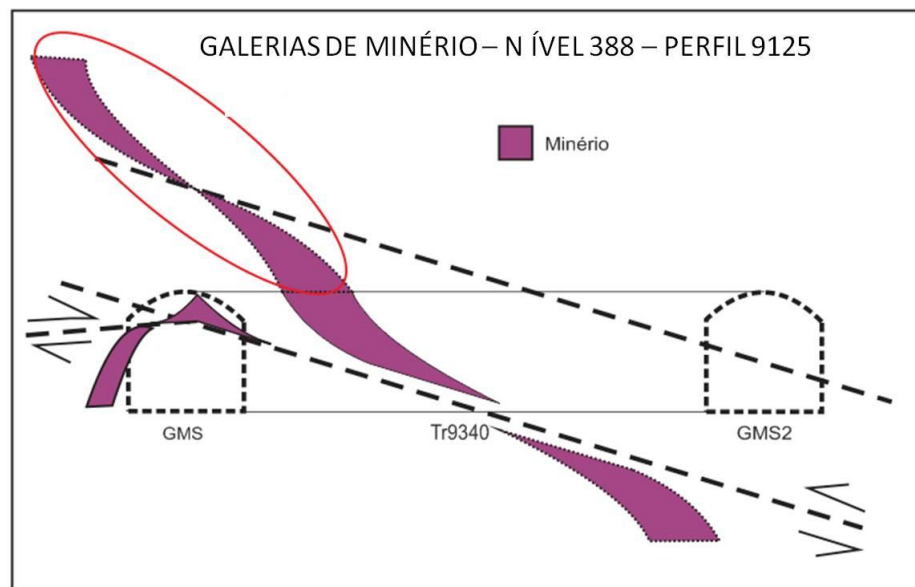
**Figura 5-10:** Modelo hipotético de circulação das águas subterrâneas com fluxo subterrâneo ascendente para o SCV (Bittencourt e Reis Neto, 2012)

Pessoa *et al.*(2012) mostraram um perfil paralelo à Zona de Cisalhamento Vazante, com direção SW-NE, que ilustra bem como as estruturas com direção NW-SE influenciam o perfil de alteração local.



**Figura 5-11:** Níveis de desenvolvimento de feições cársticas na sua condição original, perfil paralelo a Falha vazante.(Pessoa *et al.*, 2012).

O desenvolvimento das galerias e blocos de lavra subterrâneas, ao longo da história da Mina de Vazante, mostraram a existência de falhas de baixo ângulo, entre 20° e 30° de inclinação, e direção NW, segundo o mergulho, subparalela às foliações S1 e S2. Essas estruturas são melhor explicadas por Matumoto (2012), que as correlacionou a uma fase posterior à fase de formação da Z.C. Vazante, gerada em um sistema compressional. Pocay (2006) e Barros (2007), também já haviam registrado a existência dessas zonas de cisalhamento de baixo ângulo que deslocam o minério de zinco nas galerias.



**Figura 5-12:** Seção com vista para SW das galerias 388 GMS e GMS2, onde houve um deslocamento do corpo de minério devido a presença de uma falha de baixo ângulo.

#### 5.2.2.2. IMPORTÂNCIA DAS FEIÇÕES LOCAIS NA CARACTERIZAÇÃO GEOTÉCNICA DOS MACIÇOS ROCHOSOS

O maior problema de ordem geotécnica na Mina Subterrânea de Vazante, historicamente, é a interceptação de zonas carstificadas, em formas de fendas ou bolsões preenchidos por material argiloso, ora lamoso, confinado a uma pressão relativamente alta. Essas estruturas são decorrentes da dissolução dos minerais carbonáticos, como dolomita, calcita, siderita e ankerita, nas paredes das discontinuidades que conduzem um maior fluxo de água.

A região do entorno das feições cársticas, preenchidas por material inconsolidado, é formada pelos mais diversos graus de intemperismo e de fraturamento. Normalmente, o que se nota é a melhora gradual desse grau de alteração, com o afastamento das estruturas preferenciais de dissolução, principalmente as estruturas com direção NW-SE, correlacionadas às estruturas da fase D5 de Rostirolla, e as NE-SW referentes à Falha Vazante e o sistemas de fraturas paralelas. A maior ou menor influência de cada sistema é variável em função da profundidade, de acordo com Bittencourt e Reis Neto (2012), conforme já discutido anteriormente.

Outros problemas de caráter geotécnico que surgiram ao longo da história da Mina Subterrânea de Vazante, estão relacionados ao arranjo geométrico e características geotécnicas das descontinuidades presentes. Os resultados de uma combinação negativa entre esses fatores são a geração e queda de blocos e matacões, além de grandes deslocamentos.

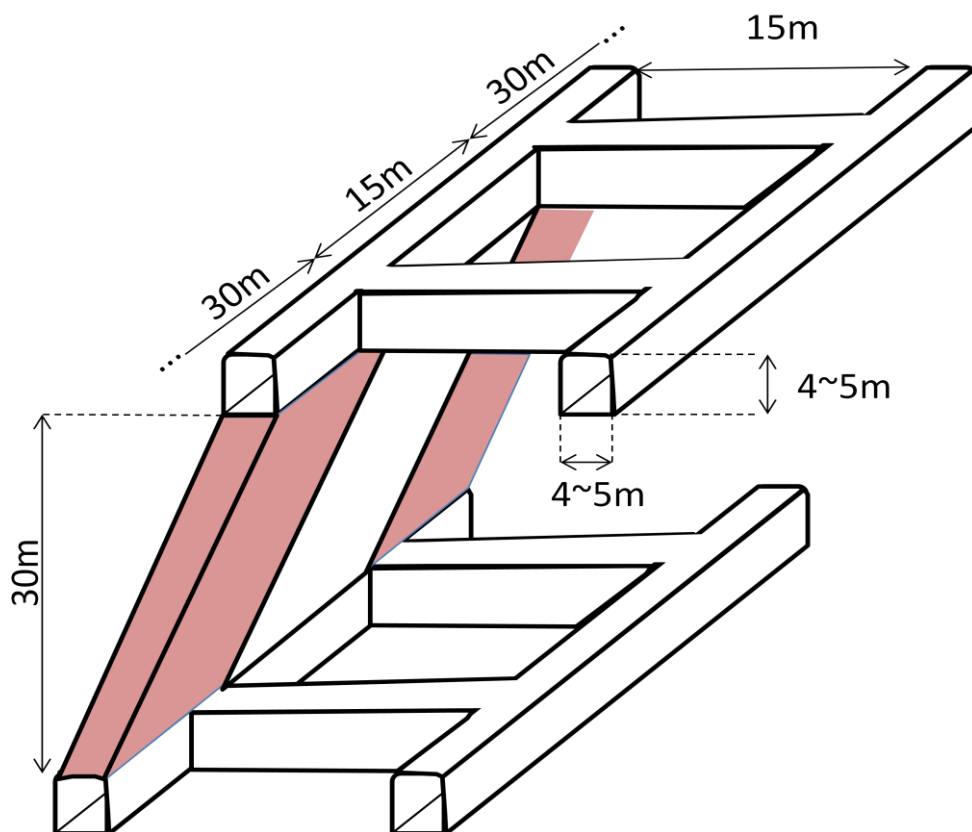
Os procedimentos de segurança e mitigação de riscos associados às estruturas carstificadas são muito bem definidos e consagrados. Já os riscos relacionados às descontinuidades não são muito bem detalhados, apesar da fonte de dados ser muito grande pelo elevado número de furos de sondagem, atingindo mais de 90.000 metros no ano de 2013.

### **5.3. MINA SUBTERRÂNEA DE VAZANTE**

O sistema de descontinuidades geradas durante o evento de formação da Z.C. Vazante, engloba as falhas e fraturas, com orientação preferencial NE-SW, subverticalizadas a inclinadas em até 60°. Essas feições foram os canais pelos quais o fluido hidrotermal rico em zinco penetrou, e cristalizou os minerais ricos nesse elemento, cujo principal mineral-minério é o Silicato de Zinco (Willemita).

Os métodos de lavra adotadas historicamente na Mina Subterrânea de Vazante, são *Cut and Fill*, *Sublevel Stopping*, e *VRM (Vertical Retriecat Mining)*, sendo que os dois

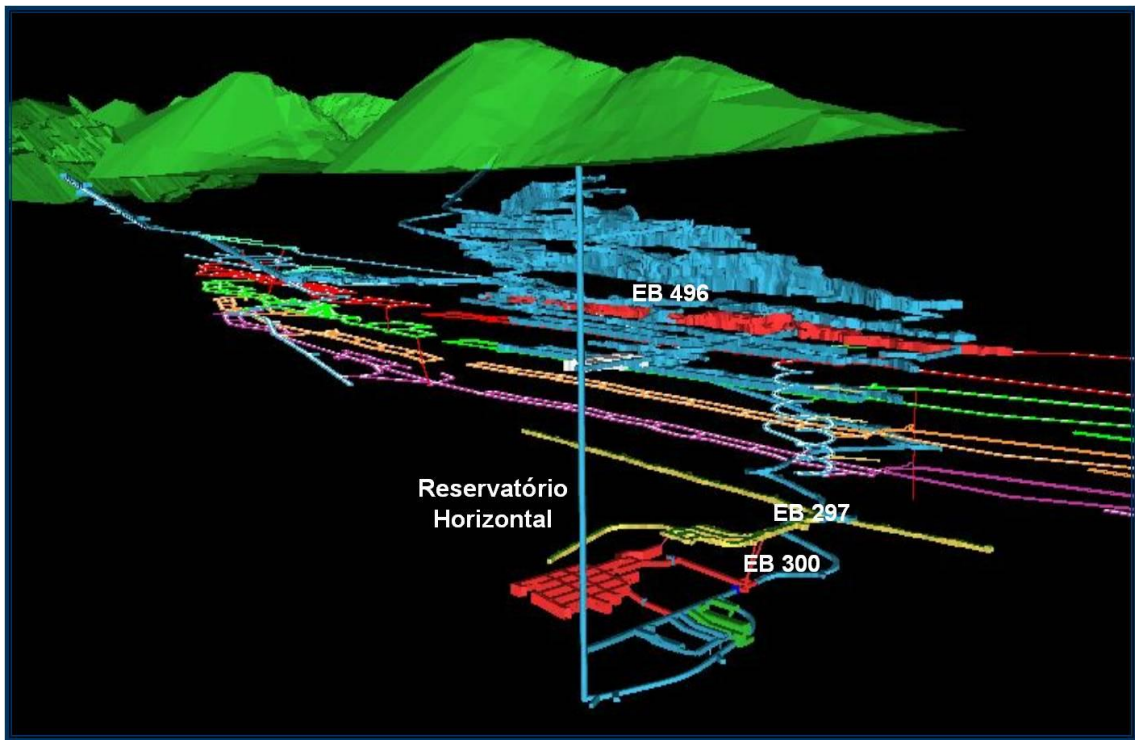
últimos foram os mais utilizados nos últimos anos. O VRM consiste na abertura de galerias na base e no topo do corpo de minério, para posterior detonação e retirada do material através da galeria basal utilizando travessas e galerias auxiliares paralelas ao corpo de minério. Posteriormente à detonação do realce, os vãos escavados podem ser preenchidos, para que o realce superior seja escavado. As galerias escavadas no corpo de minério são chamadas "Galerias de Minério" ou "GM", enquanto as galerias paralelas, ligadas a estas por travessas, são denominadas "Galerias de Transporte) ou "GT". Em decorrência do grande volume de água acumulado em estruturas cársticas, ora ou outra interceptadas, é comum também a escavação de uma terceira galeria, paralela às outras duas e em cota inferior, para drenagens localizadas. A técnica de *sublevel stoping*, é uma alternativa que utiliza o mesmo design de galerias, mas as GM's não são ligadas, sendo necessária a utilização de *sill-pillars* entre o topo do realce e o piso da GM superior.



**Figura 5-13:** Figura esquemática com as dimensões das galerias de minério (GM), a esquerda, e de transporte (GT), a direita, ligadas pelas travessas, além da altura dos *stopes* de lavra, e a espessura dos pilares de sustentação entre os *stopes*.



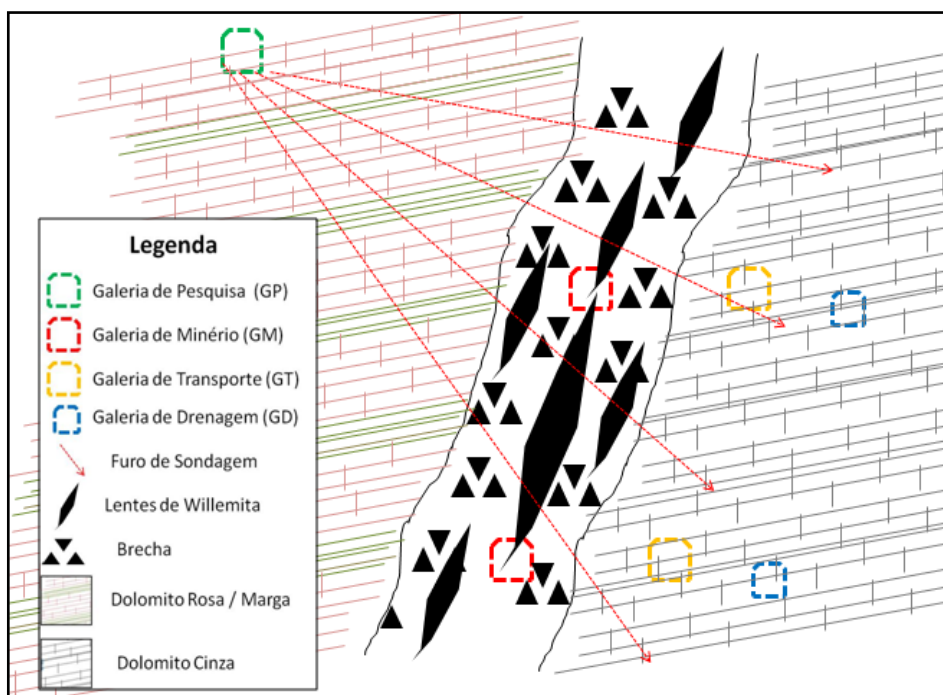
A drenagem sistemática da Mina de Vazante é de suma importância para sua operação, já que há um grande volume de água circundante no aquífero cárstico. Essa drenagem é feita através de estações de bombeamento instaladas para a criação do cone de rebaixamento do aquífero, permitindo assim a escavação das galerias subterrâneas. Bittencourt *et al.*(2008) mostraram em seu trabalho como é o arranjo entre as estações de bombeamento e as galerias desenvolvidas para a lavra do minério (Figura 5-14).



**Figura 5-14:** Localização das estações de bombeamento de água da Mina Subterrânea de Vazante (Bittencourt *et al.*, 2008).

A pesquisa geológica e geotécnica é feita através de leques de furos de sondagem, partindo de uma galeria de pesquisa (GP), desenvolvida no bloco de capa e paralelamente à Falha Vazante, a uma distância que permita a sondagem dos níveis mais profundos desejados.





**Figura 5-15:** Arranjo entre os principais tipos de galerias da Mina Subterrânea de Vazante, em função dos corpos mineralizados.

Atualmente a Mina Subterrânea de Vazante concentra suas operações abaixo do nível 388 (cota 388 m acima do nível do mar).

#### 5.4. HISTÓRICOS DE RUPTURAS

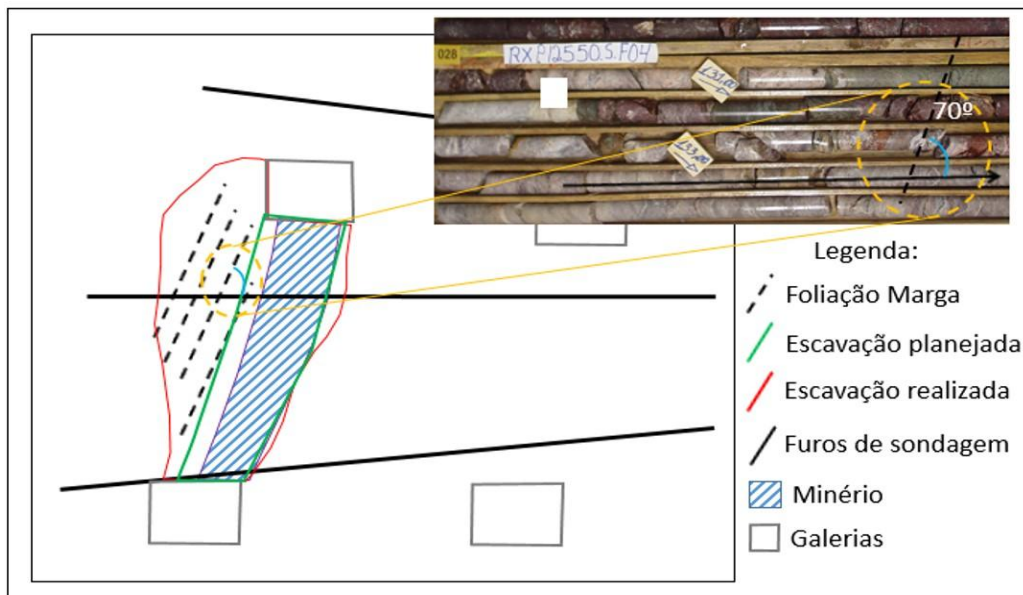
Com o passar dos anos de operação da Mina Subterrânea de Vazante, foram recorrentes os eventos relacionados a deslocamentos de blocos e lajes de rocha, com proporções médias a grandes. Tais deslocamentos ocorreram claramente em função do arranjo espacial entre sistemas de descontinuidades (acamamentos, fraturas e falhas), suas características de preenchimento e rugosidade, além do estado de alteração das rochas ao redor das mesmas.

O desenvolvimento das GM's dos níveis 554, 527, 484 e 455, na região norte da mina (Sucuri), próximo ao limite com a região central (Bocainas), mostrou uma diluição operacional do minério que atingiu em geral 30% a mais do que o planejado. Os maus

resultados na produção nessa região geraram análises de anomalia, que corroboraram para a constatação de várias causas. A principal delas foi a presença de algumas fendas, mas outro motivo que chamou a atenção foi o deslocamento de grandes lajes de dolomito intercalado com marga.

As relações angulares entre o acamamento dessas rochas, a Falha Vazante e outros sistemas de fraturas, proporcionaram esses grandes deslocamentos. Quando analisados os furos de sondagens geológicas que atravessaram estas localidades, não foram notadas classes geotécnicas muito desfavoráveis, na maior parte dos furos. A caracterização geotécnica mostrou um maciço classe II e classe III em geral, relacionadas a maciços pouco friáveis ou intactos. Em outras regiões da mina tais classes não representaram grandes riscos à estabilidade do maciço.

A Figura 5-16 mostra a seção 12550 da mina, entre os níveis 527 e 554, por onde passou o furo RXP12250SF04, com maciço de classe II. A relação angular entre a foliação da marga encontrada no contato de capa do corpo de minério e a Falha Vazante, foi a causa principal da geração de grandes lajes com a abertura da escavação.



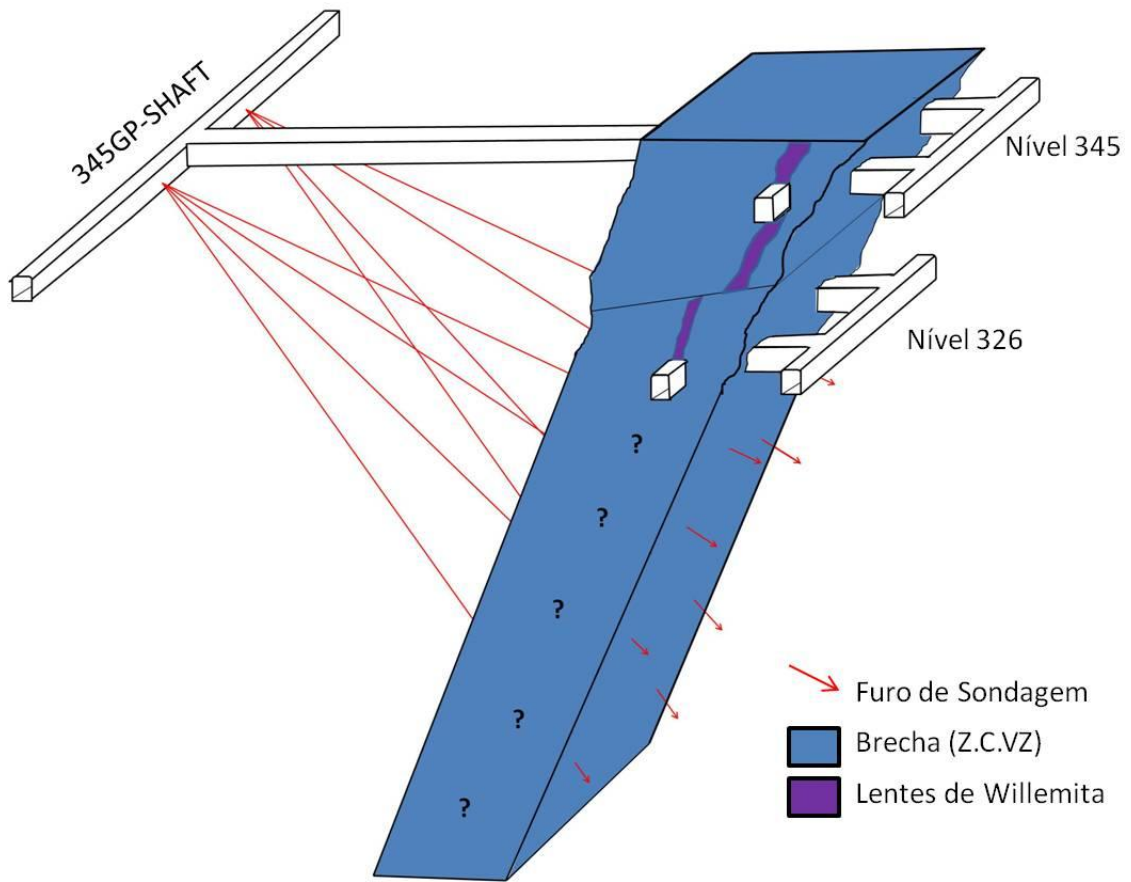
**Figura 5-16:** Seção com o bloco de lavra escavado x planejado, e as relações angulares entre a foliação da marga e o corpo de minério.

## 5.5. O PROJETO

O Projeto de Dissertação de Mestrado aqui em questão, visou aplicar uma metodologia para a identificação e modelamento das áreas de risco relacionadas à instabilidades geradas por quedas de blocos e lajes, e a indicação a longo prazo do sistema de contenções a serem adotados para cada caso em particular. Para isso, foram utilizados dados de sondagens executadas na região do projeto piloto, localizada entre os perfis 13.200 e 13.350 e as cotas de elevação 210,00 m a 345,00 m, aproximadamente, onde as primeiras galerias serão escavadas apenas em 2017 ou 2018. Além dos testemunhos de sondagem, foram utilizados dados prévios de ensaios de laboratório e dados de campo. A campanha de sondagem foi feita a partir da galeria 345 GP-Shaft, totalizando 23 furos em 4 seções. A Figura 5-17 mostra de forma esquemática como foram executados os furos de sondagem na região do projeto.

Com base nos testemunhos de sondagem, serão descritas as orientações espaciais médias e espaçamentos das descontinuidades, assim como as características de rugosidade e grau de alteração do material de preenchimento das mesmas.

Informações sobre o comportamento do maciço nas galerias já escavadas, principalmente próximas à região do projeto serão levadas em consideração, da mesma forma que ensaios e análises prévias feitas na Mina de Vazante.



**Figura 5-17:** Figura esquemática da campanha de sondagem realizada na área do projeto.

## 6) FAMÍLIAS DE DESCONTINUIDADES

As descontinuidades interceptadas nos furos da campanha de sondagem do rebaixamento da Mina de Vazante foram orientadas a partir da adoção de um valor da direção de mergulho (*dip direction*) pré-estabelecido para a família S0 de dolomitos e margas, além da Falha Vazante. Vários autores constataram que essas duas feições estruturais possuem pouca variação em direção de mergulho, a partir de medidas obtidas em superfície e subsuperfície, em várias profundidades, tanto no norte (Mina do Sucuri) quanto no sul (Mina da Lumiadeira).

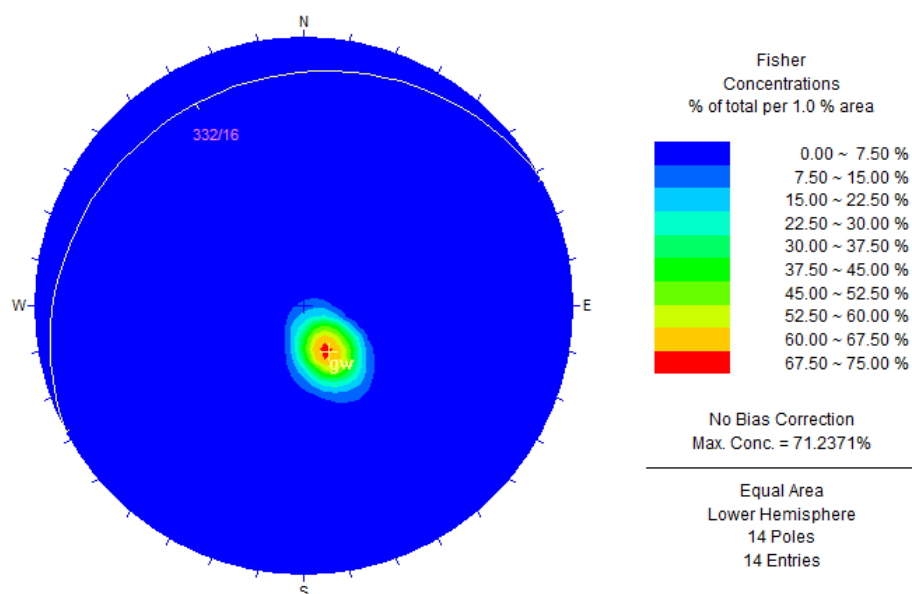
Rostirolla *et al.* (2002) resumiram os valores médios das atitudes das descontinuidades presentes nas cavas a céu aberto, correlacionando-as com as fases de deformação estabelecidas pelo mesmo autor. A **Erro! Fonte de referência não encontrada.** mostra média dos valores de S0 e Falha Vazante, com direções de mergulho muito próximas, para 317 e 316 respectivamente.

**Tabela 6-1:** Atitudes médias (direção do mergulho / mergulho) das famílias de descontinuidades presentes no maciço rochoso da Mina de Vazante, em função das fases deformacionais (D<sub>1</sub>, D<sub>2</sub>, D<sub>3</sub>, D<sub>4</sub> e D<sub>5</sub>), detalhadas no item 5.2.2.

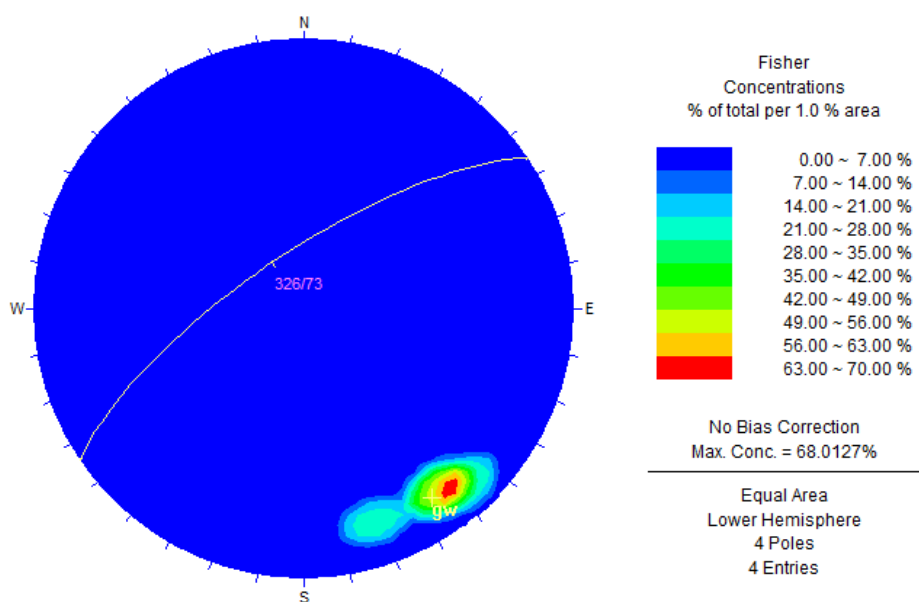
D <sub>1</sub>	Clivagem S <sub>0</sub> //S <sub>1</sub>	317/29
	Clivagem S <sub>0</sub> //S <sub>1</sub> , Cava+M.Usina	312/28
D <sub>2</sub>	Clivagem S <sub>2</sub>	294/35, 328/32
	Empurrões	309/46
D <sub>3</sub>	Clivagem S <sub>3</sub>	61/86
	Transcorrências Sinistras	311/88
D <sub>4</sub>	Falhas Extensionais	316/56, 151/58
D <sub>5</sub>	Transcorrências Dextras	39/81, 194/86
	Juntas e falhas NW	45/88
	Fraturas com Dissolução	40/89

Bhering (2009) obteve medidas para a família S0 e Falha Vazante em mapeamentos de travessas, em locais próximos a área de estudo, nos níveis 388 e 345, entre os perfis 11.000 e 13.000. A média das atitudes de S0 nesses locais foi 332/16, e a média para a

Falha Vazante foi de 326/73. A Figura 6-1 e a Figura 6-2 mostram o estereograma das medidas coletadas por Bhering, analisadas com o software DIPS® da Rocscience.



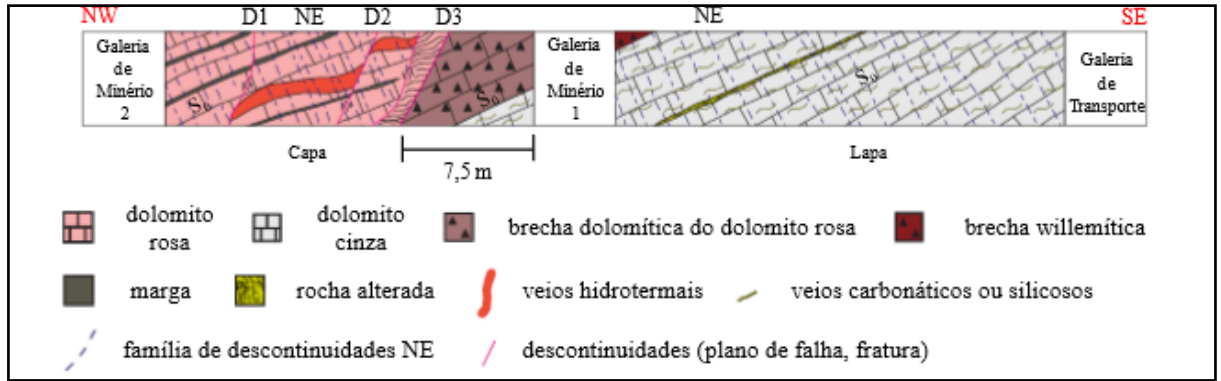
**Figura 6-1:** Estereograma da medidas das atitudes de S0 obtidas por Bhering (2009).



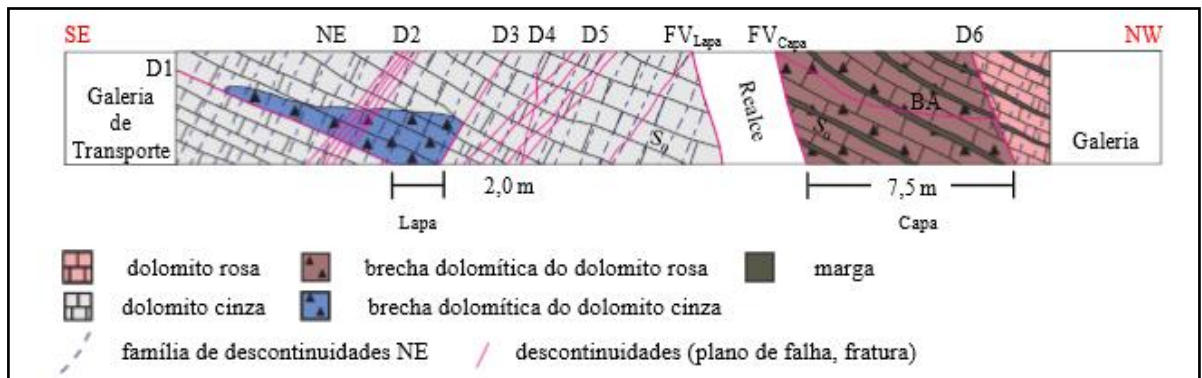
**Figura 6-2** Estereograma da medidas das atitudes da FVZ obtidas por Bhering (2009).

Charbel (2015) mapeou várias travessas em regiões próximas à área de estudo, nos níveis 345 e 388, entre os perfis 12.500 e 13.100. Os valores para S0 obtidos, variaram a direção de mergulho entre 280 e 345, e mergulho entre 10° e 50°. Já as direções de

mergulho da Falha Vazante, variaram entre 300 e 335, com mergulho entre 50° e 80°. A Figura 6-3, a Figura 6-4 e a Figura 6-5 mostram mapeamentos realizados em travessas que cortaram capa e lapa de falha, mostrando a forte tendência de caimento para NW, de S0 e Falha Vazante.



**Figura 6-3:** Mapeamento da travessa 13055, no nível 388, próximo à área de estudos (Retirado de Charbel, 2015).



**Figura 6-4:** Mapeamento da travessa 12775, no nível 388, próximo à área de estudos (Retirado de Charbel, 2015).



**Figura 6-5:** Mapeamento da travessa 12850, no nível 345, próximo à área de estudos (Retirado de Charbel, 2015).

No projeto do rebaixamento da Mina de Vazante, todos os furos de sondagem foram planejados no azimute 136, dispostos em leques com várias inclinações, a cada 25,00 m, conforme já abordado. A escolha do azimute 136 está relacionada à direção de mergulho média da Falha Vazante, para o azimute 316, registrada no trabalho de Rostirolla *et al.* (2002). Dessa forma, os furos de sondagem interceptaram a Falha Vazante frontalmente, aproximadamente, assim como o acamamento (S0) dos dolomitos e margas, com direção média de mergulho para 317. A partir dessa premissa, todos os planos de acamamento e a Falha Vazante (FVZ) foram registrados com direção de mergulho para o azimute 316, e com o ângulo  $\beta$  sendo  $0^\circ$  ou  $180^\circ$ , em função da inclinação do furo. O mergulho de S0 e Falha Vazante variaram de acordo com ângulo  $\alpha$  constatado no testemunho de sondagem.

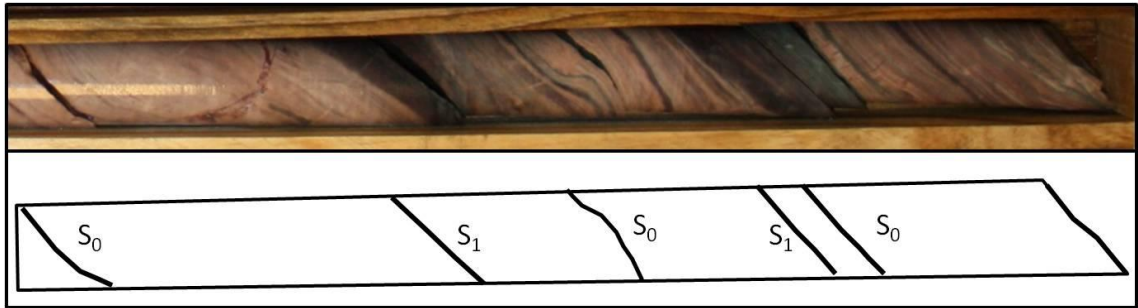
As atitudes dos acamamentos (S0) e Falha Vazante (FVZ), com o azimute de mergulho igual a 316 e mergulho variando de acordo com o ângulo  $\alpha$  e inclinação do furo, serviram então como camadas guia, a partir das quais todas as descontinuidades foram orientadas espacialmente.

A seguir, serão descritas as principais famílias de descontinuidades observadas nos testemunhos de sondagem analisados nesta dissertação, além da comparação com as famílias determinadas por outros autores, na região da Mina de Vazante.

### **6.1. PLANOS DE ACAMAMENTO (S0/S1)**

Os planos de acamamento, paralelos à foliação S1, foram gerados pelas variações composicionais entre dolomitos e margas presentes no maciço. As espessuras de margas e dolomitos podem variar entre finas camadas milimétricas, a pacotes métricos intercalados.

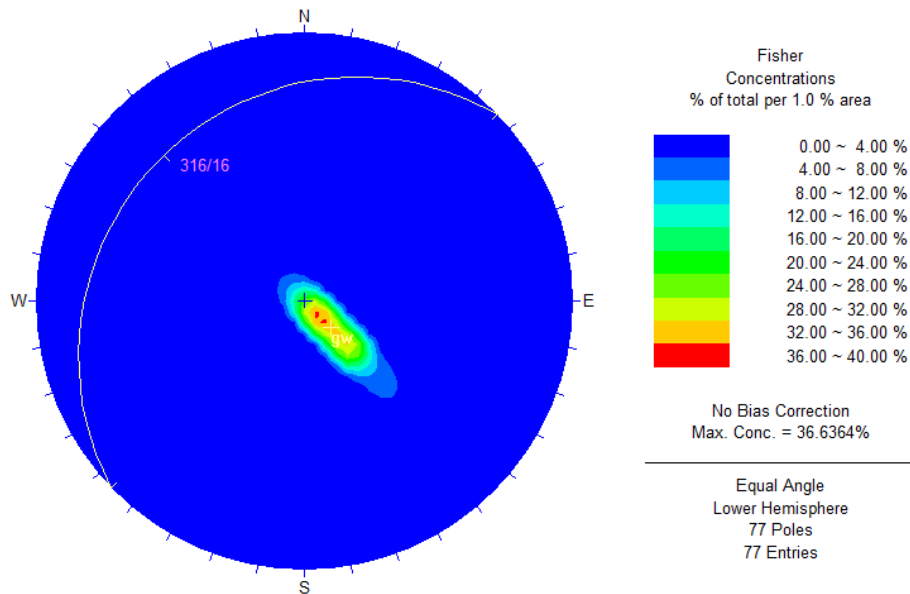




**Figura 6-6:** Imagem do testemunho de sondagem de dolomito intercalado com marga da Mina de Vazante, e o desenho dos traços de S0 e S1.

Em várias localidades, falhas de baixo ângulo (BA) foram instaladas ao longo dos planos de acamamento, principalmente nas interfaces entre dolomitos e margas. Essas estruturas foram desenvolvidas durante a fase estrutural de formação das nappes da Faixa Brasília. A identificação das falhas BA instaladas em S0, pode ser feita com a análise do perfil geológico-geotécnico, quando são notados rejeitos de falha nos corpos de minério. De toda forma, o comportamento geotécnico dos planos de acamamento, com falhas de baixo ângulo ou não, será definido pela sua rugosidade e grau de alteração, não importando, portanto, a sua diferenciação.

A Figura 6-7 mostra o estereograma com os polos dos planos de acamamento, e sua atitude média (316/16), com variação entre 316/00 e 316/40.



**Figura 6-7:** Estereograma das atitudes obtidas para S0/S1 em testemunhos de sondagem da área de estudo.

A persistência dessas discontinuidades é muito alta, por se tratar de um plano de acamamento sedimentar (originalmente), com valor seguramente maior que 30,00 m em todas as direções.

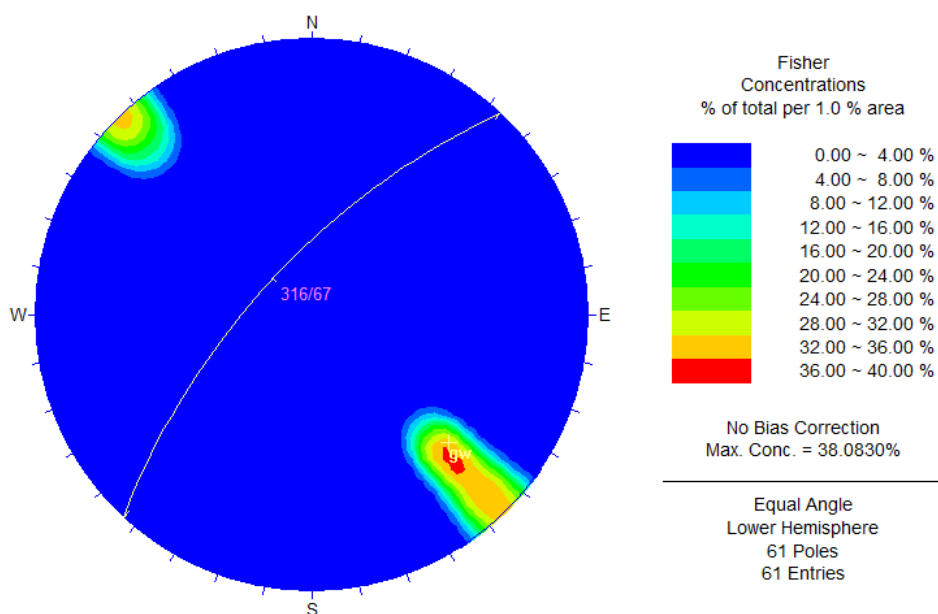
## 6.2. FALHA VAZANTE (FVZ)

As discontinuidades subparalelas encontradas na zona de brecha, com direção de mergulho entre 136/80 e 316/40, e caracterizadas por serem lisas, foram agrupadas na família da Falha Vazante. Além da falha, as fraturas geradas na Zona de Cisalhamento Vazante compõem esse grupo de estruturas, conforme pode ser visualizado na Figura 6-8.



**Figura 6-8:** Imagem do testemunho de sondagem do contato entre brecha dolomítica e brecha willemítica da Mina de Vazante, e o desenho dos traços da Falha Vazante (FVZ).

O valor médio das atitudes obtidas para as descontinuidades dessa família é de 316/67, bastante coerente com os valores constatados por Rostirolla *et al.* (2002), Bhering (2009) e Charbel (2015).

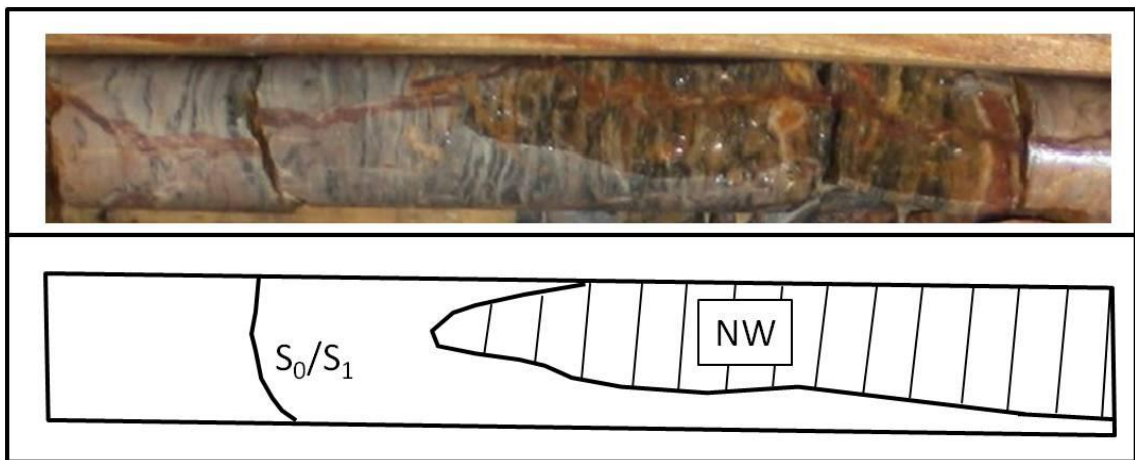


**Figura 6-9:** Estereograma da atitudes obtidas para FVZ em testemunhos de sondagem da área de estudo.

Os planos da Falha Vazante possuem persistências variando entre 15,00 e 20,00 m na direção de mergulho da estrutura, e maior que 30,00 m ao longo do *strike*.

### 6.3. ESTRUTURAS NW

As estruturas NW englobam falhas e fraturas do sistema de transcorrência dextral, verticalizadas a subverticalizadas, com *strike* NW-SE e caimento para NE e SW. Rostirolla *et al.*(2002) identificou essas estruturas como pertencentes à última fase de deformação no maciço rochoso de Vazante, com atitudes médias entre 039/81 e 194/86, e por entre as quais se desenvolveram várias feições cársticas, que tornaram o maciço de má qualidade nos arredores dessas estruturas.



**Figura 6-10:** Imagem do testemunho de sondagem de dolomito da Mina de Vazante, e o desenho dos traços de S<sub>0</sub>/S<sub>1</sub> e a família NW.

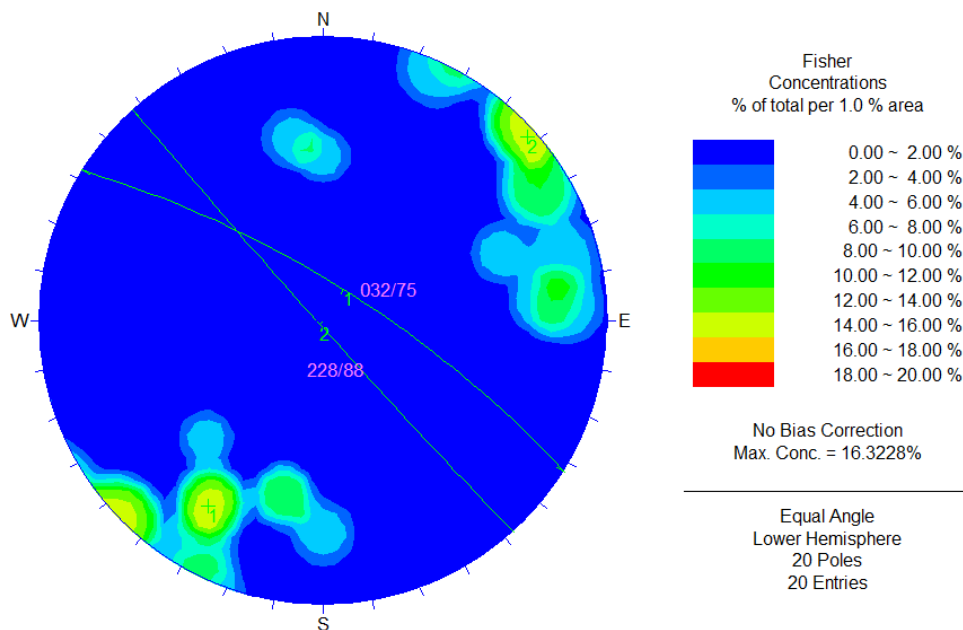
Charbel (2015) identificou, através dos mapeamentos de travessas e galerias, que as estruturas NW possuem atitudes médias de 052/83 e 227/87 na região da Falha Vazante. Bhering (2009) constatou valores parecidos, com atitudes médias de 221/83 e 049/85, em perfis próximos à área do projeto em questão, nas galerias dos níveis 388 e 345.

Bittencourt e Reis Neto (2012) concluíram, por meio de análises de testemunhos de sondagem, que abaixo do nível 450 (450,00 m acima do nível do mar) as estruturas NW carstificadas não aparecerem com tanta frequência quanto nos níveis superiores. Segundo os mesmos autores, as estruturas de dissolução, de forma geral, diminuem com a profundidade, e as poucas identificadas geralmente são controladas por estruturas NE, subparalelas à Falha Vazante. Como a área desta dissertação abrange o maciço rochoso

entre os níveis 326 e 140, não seria de se esperar o intercepto de muitas estruturas carstificadas, sobretudo as estruturas NW.

A Figura 6-11 mostra o estereograma das estruturas NW identificadas nos testemunhos de sondagem analisados. Tais discontinuidades apresentaram características variadas, com texturas lisas e rugosas, e graus de alteração baixos a médios. As atitudes médias verificadas foram 032/75 e 228/88, valores próximos aos determinados por Rostirolla *et al.* (2002), Bhering (2009) e Charbel (2015).

O menor número de estruturas NW interceptadas nas sondagens, em comparação às estruturas com *strike* NE, podem ser justificadas também pelo fato dos furos terem sido executados em azimuth subparalelo a essas feições.

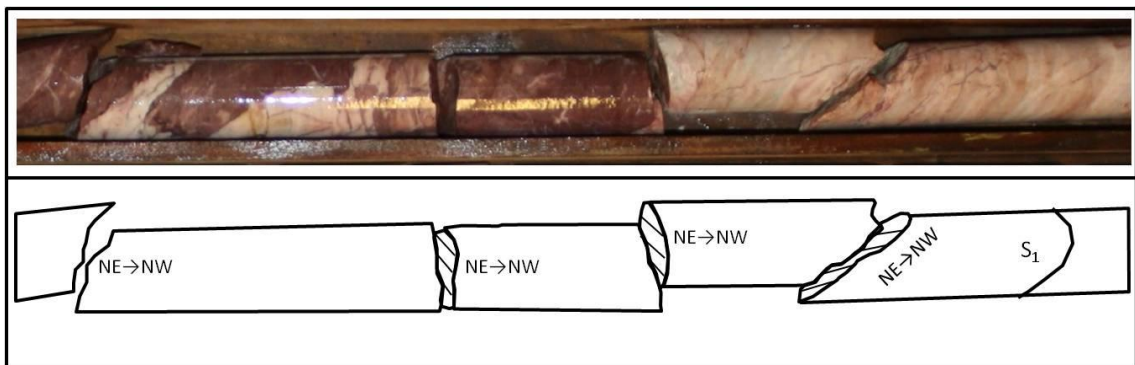


**Figura 6-11:** Estereograma das atitudes obtidas para a família NW em testemunhos de sondagem da área de estudo.

As estruturas NW possuem persistência entre 5,00 m e 10,00 m podendo ser mais persistentes em alguns trechos do maciço rochoso.

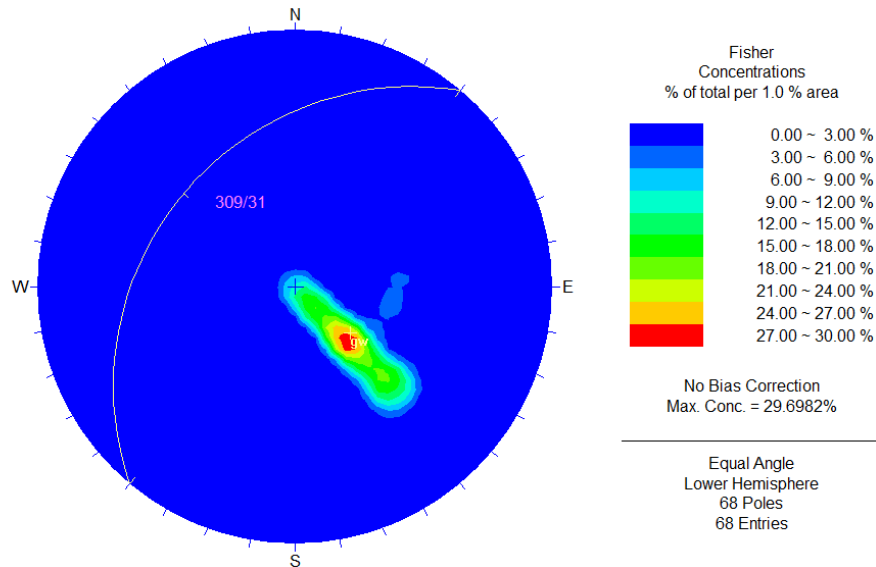
#### 6.4. ESTRUTURAS NE MERGULHANDO PARA NW (NE→NW)

As estruturas com características variadas de rugosidade e grau de alteração, e direção de mergulho para NW, foram agrupadas na família NE com mergulho para NW. Pertencem à essa família estruturas formadas na zona de brecha da Falha Vazante, com variação ocorrendo provavelmente devido às tensões diferenciais em zonas de interação com estruturas NW, Falha Vazante, planos de acamamento (S0) e falhas de baixo ângulo (BA).



**Figura 6-12:** Imagem do testemunho de sondagem de dolomito e brecha dolomítica da Mina de Vazante, e o desenho dos traços da família NE→NW.

A partir da avaliação do estereograma mostrado na Figura 6-13, pode-se concluir que a maior concentração de valores em torno da orientação 309/31, pode ser reflexo da presença de falhas de baixo ângulo (BA), já que esse valor é próximo às médias averiguadas por Bhering (2009) e Charbel (2015) para tais estruturas. Conforme já discutido anteriormente, a dificuldade de identificação das estruturas BA em testemunhos de sondagem é grande, pois não é possível a identificação dos rejeitos de falha. Após a análise dos furos em seção, será possível a identificação das falhas BA presentes tanto na família S0 quanto na família NE com mergulho para NW.

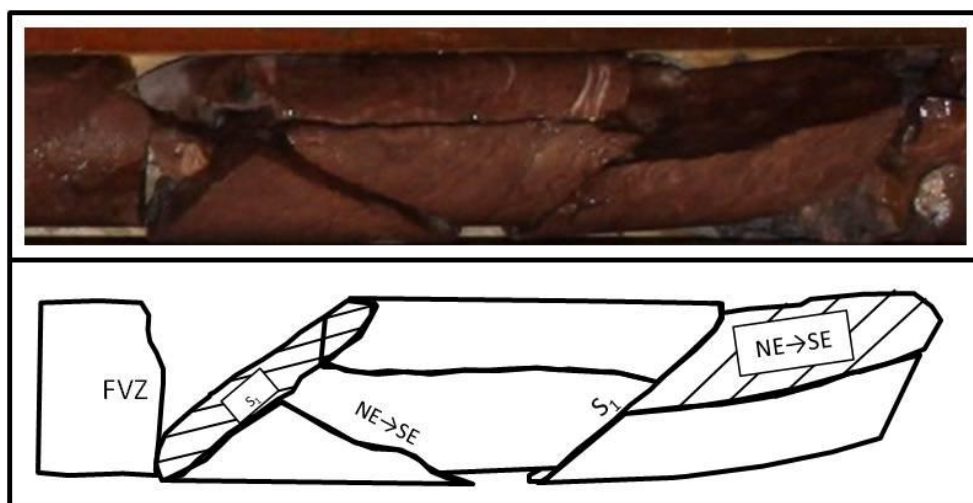


**Figura 6-13:** Estereograma da atitudes obtidas para a família NE→NW em testemunhos de sondagem da área de estudo.

Essas estruturas possuem persistência entre 10,00 m e 20,00 m, em todas as direções.

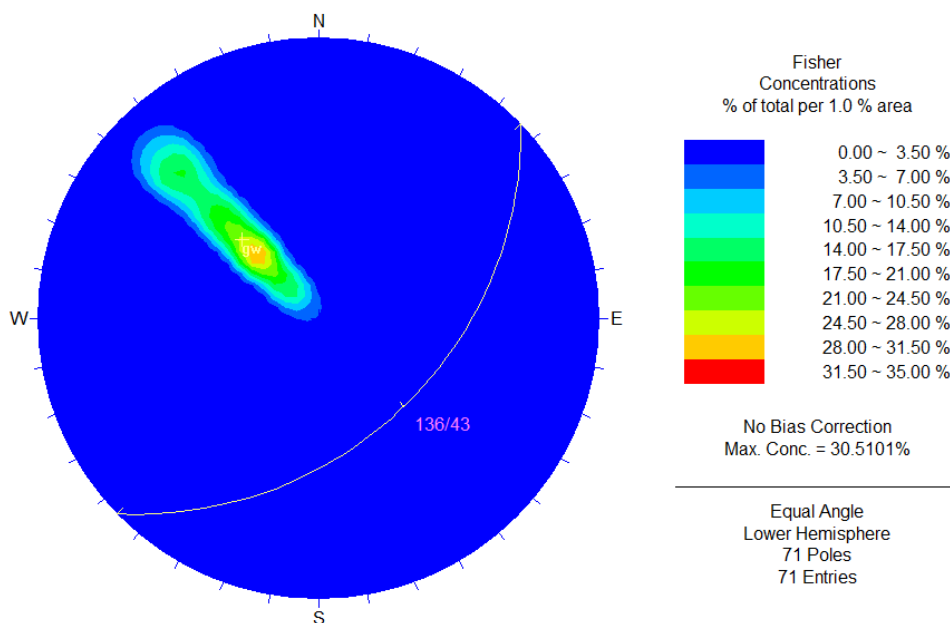
### 6.5. ESTRUTURAS NE MERGULHANDO PARA SE (NE→SE)

Todas as estruturas com *strike* NE e direção de mergulho para SE, foram agrupadas nesta família. A Figura 6-14 mostra as relações angulares entre as estruturas de NE→SE e as estruturas guia (FVZ e S1).



**Figura 6-14:** Imagem do testemunho de sondagem de brecha dolomítica da Mina de Vazante, e o desenho dos traços da família NE→SE..

A atitude média global de 136/43 reflete a presença marcante de descontinuidades lisas muito frequentes na zona de brecha e principalmente na lapa de falha, no dolomito cinza. Descontinuidades rugosas e com inclinações variadas presentes na zona de brecha compõem uma menor parte das estruturas pertencentes a este grupo.



**Figura 6-15:** Estereograma da atitudes obtidas para a família NE→SE em testemunhos de sondagem da área de estudo.

As estruturas que mergulham para SE, notoriamente, possuem persistência menor do que as estruturas que mergulham para NW, com valores entre 5,00 m e 10,00 m.

Por fim, a caracterização das principais famílias de descontinuidades e a definição de suas orientações espaciais fornecem informações fundamentais para o modelamento geológico geotécnico. Essas informações serão aliadas à caracterização geomecânica do maciço rochoso e de suas descontinuidades, para a avaliação de estabilidade das escavações projetadas para o aprofundamento da Mina de Vazante, e posterior escolha de soluções de estabilização das mesmas.



## **7) PARÂMETROS GEOTÉCNICOS**

Neste capítulo serão analisados os parâmetros geotécnicos da rocha intacta, do maciço rochoso e das descontinuidades presentes na área de estudo. Os dados sobre os parâmetros elásticos do maciço e os parâmetros para aplicação dos critérios de ruptura de Hoek-Brown (maciços rochosos), Mohr-Coulomb e Barton-Bandis (descontinuidades), serão utilizados nas análises computacionais.

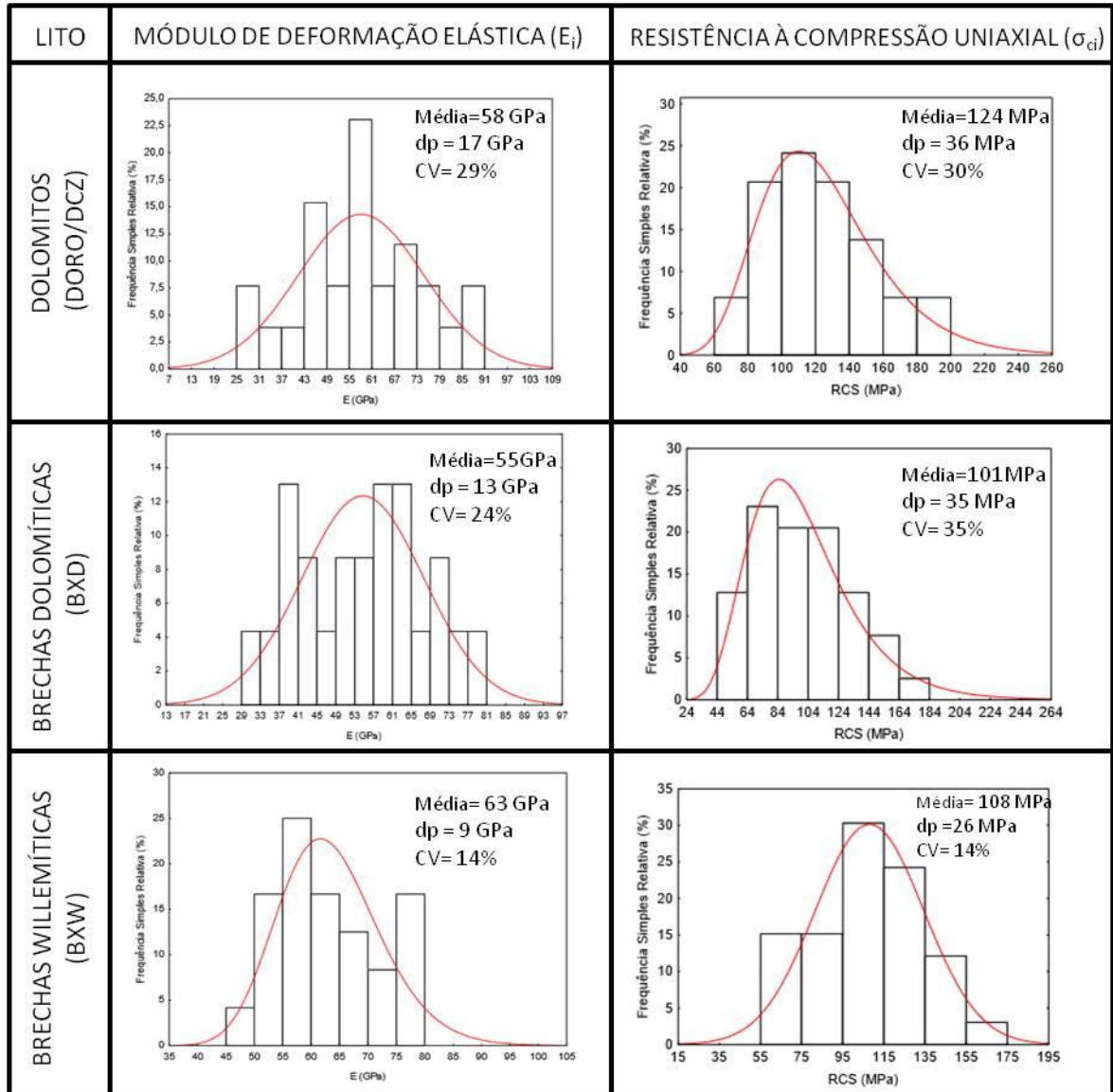
Antes da descrição dos parâmetros geotécnicos, é importante salientar que um dos objetivos da presente dissertação é a identificação e caracterização das descontinuidades presentes no maciço rochoso da Mina de Vazante. As mesmas serão discretizadas nas análises de estabilidade, e posteriormente será feita a elaboração do plano de contenções. Portanto, os parâmetros de rocha intacta foram retirados da bibliografia existente de trabalhos com foco justamente na aquisição e tratamento desses parâmetros na Mina de Vazante.

### **7.1. PARÂMETROS GEOTÉCNICOS DA ROCHA INTACTA**

Em sua tese de doutorado, Charbel (2015) compilou os dados sobre a resistência à compressão uniaxial ( $\sigma_{ci}$ ) e módulo de deformação elástica ( $E_i$ ) para rocha intacta, levantados pelo IPT (1994b) e Bhering (2009). A partir desse banco de dados, o autor analisou a influência da variabilidade desses parâmetros no cálculo da diluição planejada no minério dos realces de lavra realizados na Mina de Vazante. Para isso, foi feito o tratamento estatístico dos valores de  $\sigma_{ci}$  e  $E_i$ , obtidos para os dolomitos, brecha dolomítica e brecha willemítica.

Os resultados dos estudos elaborados por Charbel (2015) podem ser visualizados de forma sumarizada na Figura 7-1, contendo os histogramas de frequência dos valores de  $\sigma_{ci}$  e  $E_i$ , para dolomitos, brechas dolomíticas e brechas willemíticas. Os histogramas apresentados sintetizam da melhor forma possível, os dados disponíveis de ensaios de laboratório em testemunhos de rocha intacta, das litologias do maciço da Mina de

Vazante. Dessa forma, os valores médios de  $\sigma_{ci}$  e  $E_i$  constatados por Charbel (2015), serão utilizados neste trabalho.



**Figura 7-1:** Histogramas de frequência relativa dos valores de  $E_i$  e  $\sigma_{ci}$  obtidos em ensaios de laboratório com testemunhos das rochas intactas do maciço da Mina de Vazante (modificado de Charbel, 2015).

Para a aplicação do critério de ruptura de Hoek-Brown para rochas intactas, outros três parâmetros determinísticos devem ser estimados: a constante elástica do material, " $m_i$ ", o parâmetro de qualidade da rocha " $s$ " e a constante " $a$ ", que valem 1,0 e 0,5, respectivamente, no caso de rocha intacta. A equação do critério de ruptura de Hoek-

Brown, já abordado anteriormente, é mostrada na Tabela 7-1 com os respectivos valores adotados neste trabalho.

**Tabela 7-1:** Valores de  $m_i$ ,  $\sigma_{ci}$  e equação de Hoek-Brown para rochas intactas.

ROCHA	$m_i$	$\sigma_{ci}$ (Mpa)	$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_c [m_i(\sigma'_3/\sigma_c) + s]^a$
<b>DOLOMITOS</b>	9	124,00	$\sigma'_1 = \sigma'_3 + 124 [9(\sigma'_3/124) + 1]^{0,5}$
<b>BRECHA DOLOMÍTICA</b>	9	101,00	$\sigma'_1 = \sigma'_3 + 101 [9(\sigma'_3/101) + 1]^{0,5}$
<b>BRECHA WILLEMÍTICA</b>	9	108,00	$\sigma'_1 = \sigma'_3 + 108 [9(\sigma'_3/108) + 1]^{0,5}$

Além do módulo de deformabilidade ( $E_i$ ), o coeficiente de poisson ( $\nu$ ) é o outro parâmetro elástico necessário para as análises de tensão x deformação, e mede a deformação transversal perante um esforço aplicado longitudinalmente, em um material homogêneo e isotrópico. Os valores comumente adotados para esse parâmetro em dolomitos e brechas carbonáticas estão entre 0,2 e 0,4.

Por fim, é necessário saber o valor do peso específico ( $\gamma$ ) de cada rocha envolvida nas análises de estabilidade do maciço. Os valores adotados para  $\gamma$ , são os mesmos adotados na Mina de Vazante para o modelamento geológico e planejamento de lavra, a partir de ensaios de densidade em testemunhos de sondagem.

A Tabela 7-2 destaca os valores adotados para o coeficiente de poisson ( $\nu$ ) e o peso específico ( $\gamma$ ).

**Tabela 7-2:** Valores da constante de poisson e peso específico das rochas intactas.

ROCHA	Poisson ( $\nu$ )	$\gamma$ (kN/m <sup>3</sup> )
<b>DOLOMITOS</b>	0,2	27,00
<b>BRECHA DOLOMÍTICA</b>	0,2	30,00
<b>BRECHA WILLEMÍTICA</b>	0,2	35,00

## 7.2. PARÂMETROS GEOTÉCNICOS DOS MACIÇOS ROCHOSOS

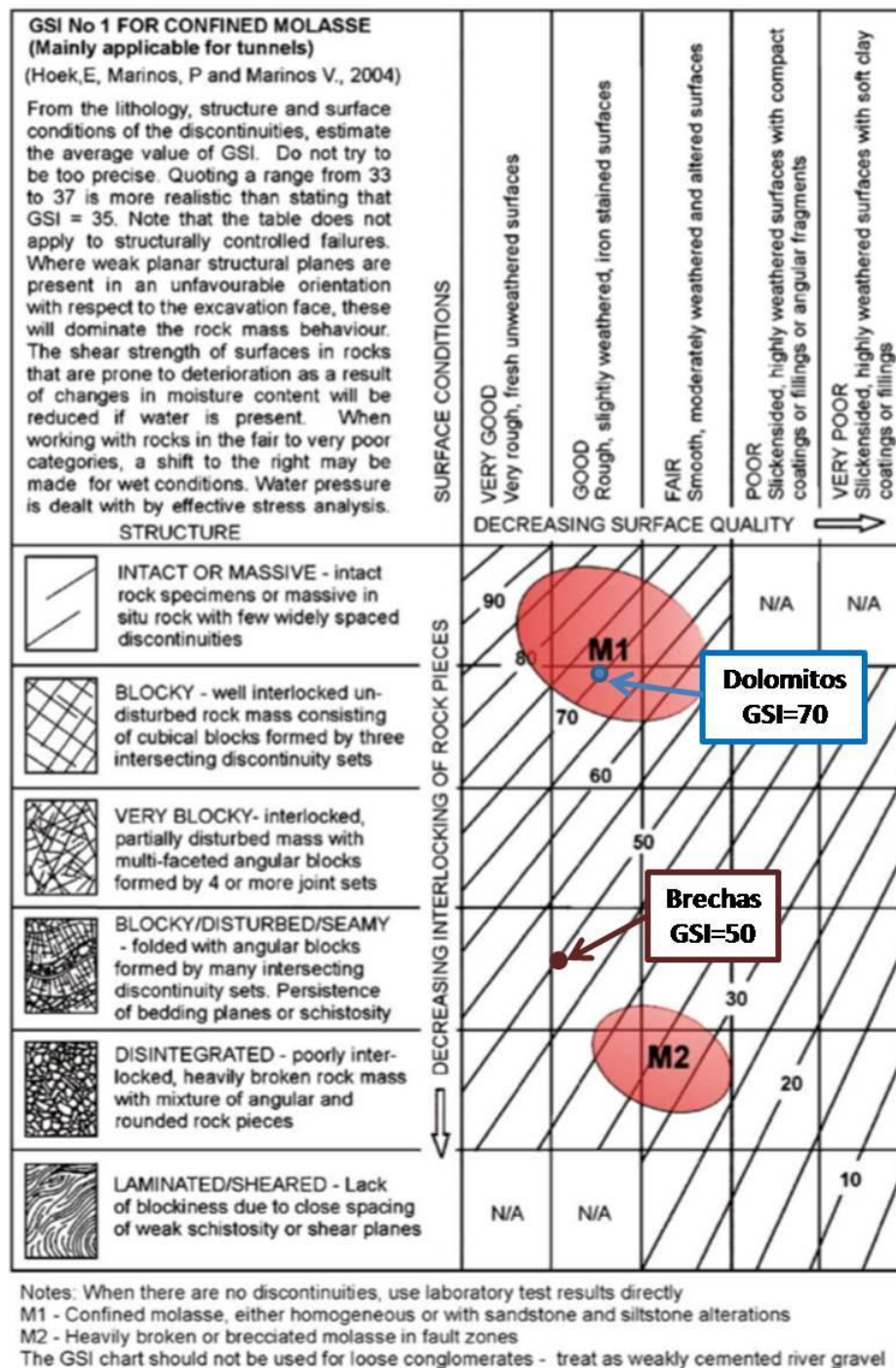
Para as análises de estabilidade dos maciços rochosos em meios descontínuos, apenas o módulo de deformação equivalente,  $E_{mr}$ , é necessário. Os parâmetros " $m_b$ ", " $s$ " e " $a$ " do critério de ruptura de Hoek-Brown utilizados nesse caso são os da rocha intacta, e não os parâmetros equivalentes para o maciço. No entanto, para efeito de comparação entre métodos, serão obtidos os valores dos parâmetros de Hoek-Brown para maciços rochosos equivalentes, em meios contínuos, " $m_b$ ", " $s$ " e " $a$ ".

Conforme elucidado no capítulo de revisão bibliográfica, o índice GSI de classificação de maciços rochosos é utilizado nos cálculos dos parâmetros de resistência de Hoek-Brown. Logo, a sua determinação para cada tipo de maciço analisado na região do projeto, é fundamental.

Hoek, Marinos e Marinos (2004) criaram o índice GSI para maciços rochosos sedimentares, com intercalações entre estratos mais e menos competentes, como já discutido anteriormente. Neste trabalho, será utilizado essa versão do índice, devido as similaridades entre os contextos geológico-geotécnicos. A qualidade do maciço a ser analisado é considerada muito boa, de classes II-A, II-B, III-A e III-B, de acordo com o Sistema de Classificação de Vazante. Com base nessas informações, os valores de GSI foram adotados empiricamente, e seguem descritos na Tabela 7-2.

O fator de perturbação do maciço, " $D$ ", foi estimado em 0,8, ou seja, considerando que o método de escavação utilizado abala o maciço, principalmente devido ao pouco controle na quantidade e no sequenciamento de explosivos.

Definidos os valores de GSI e  $D$ , a obtenção dos valores de módulo de deformação do maciço ( $E_{mr}$ ), da constante elástica equivalente do maciço ( $m_b$ ), e do fator " $s$ ", se torna possível, a partir das formulas já abordadas. O software RocData<sup>®</sup>, da Rocscience, processa automaticamente essas fórmulas, sendo utilizado para a determinação dos parâmetros de Hoek-Brown para maciços rochosos.



**Figura 7-2:** Gráfico para obtenção de GSI em maciços sedimentares intercalados, com os valores adotados para os maciços rochosos da Mina de Vazante (Modificado de Hoek, Marinos e Marinos, 2004).

A Tabela 7-3 mostra os valores dos parâmetros equivalentes necessários para os calculados do critério de ruptura de Hoek e Brown, nos dolomitos e brechas do maciço rochoso da área de estudo.

**Tabela 7-3:** Parâmetros geotécnicos de Hoek e Brown para os maciços rochosos da Mina de Vazante.

<b>MACIÇO ROCHOSO</b>	<b>mi</b>	<b>E<sub>i</sub> (GPa)</b>	<b>σ<sub>ci</sub> (MPa)</b>	<b>GSI</b>	<b>D</b>	<b>mb</b>	<b>s</b>	<b>a</b>	<b>E<sub>mr</sub> (GPa)</b>
DOLOMITOS	9	58	124	70	0,8	1,509	0,0106	0,5	18,97
BRECHA DOLOMÍTICA	9	55	101	50	0,8	0,5	0,0005	0,5	5,0
BRECHA WILLEMÍTICA	9	63	108	50	0,8	0,5	0,0005	0,5	5,8

### 7.3. PARÂMETROS GEOTÉCNICOS DAS DESCONTINUIDADES

As resistências das descontinuidades presentes no maciço rochoso da Mina de Vazante foram obtidos a partir de cinco parâmetros fundamentais: ângulo de atrito básico ( $\phi_b$ ) e residual do material de preenchimento ( $\phi_r$ ), rugosidade (JRC e Jr), grau de alteração do material de preenchimento da descontinuidade (Ja), resistência à compressão uniaxial da parede da descontinuidade (JCS) e altura do preenchimento (Hp).


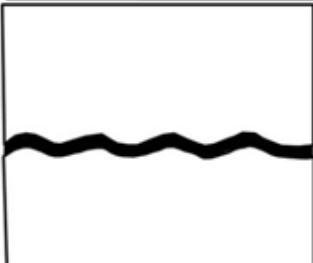
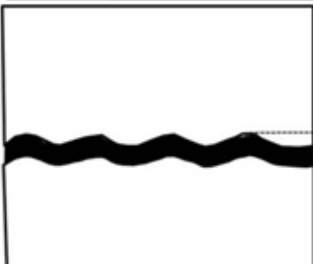
Baseado nos dados supracitados, foi possível a determinação da resistência ao cisalhamento ( $\tau$ ), pelos métodos de Barton-Bandis e de Mohr-Coulomb, para cada grupo geotécnico de descontinuidades. A justificativa para a adoção de duas metodologias para o cálculo de  $\tau$ , é fundamentada na existência de dados de ensaios de Martelo de Schmidt (para aquisição de JCS) somente para as descontinuidades preenchidas por carbonatos. Em descontinuidades preenchidas por margas e argilas foi necessário recorrer à literatura, onde é mais comum se encontrar os parâmetros de resistência de Mohr-Coulomb,  $\phi_r$  e a coesão (c). Além disso, priorizou-se a metodologia de Barton-Bandis em carbonatos, pelo fato dessa ser mais eficiente em casos de descontinuidades com resistência afetada pela dilatância (i).

As descontinuidades com mesmas características de resistência ao cisalhamento ( $\tau$ ), foram separadas em "Grupos Geotécnicos". Esses grupos são definidos basicamente pelo fator dominante de resistência (L-Lisas, R-Rugosas e M-Mista), material de preenchimento (CA- Carbonatos, MG- Marga, A- Argila), grau de alteração do preenchimento (J1, J2, J3 e J4), e, somente para as descontinuidades mistas, o grau de rugosidade (R1, R2 e R3).

Uma questão muito importante para a definição da  $\tau$  de cada descontinuidade, é a escolha de qual ângulo de atrito ( $\phi$ ) deve-se utilizar, do preenchimento ou da rocha. Por isso, os grupos geotécnicos foram separados por fatores dominantes da resistência de uma descontinuidade.

Nas descontinuidades "L", a resistência ao cisalhamento é controlada totalmente pelo material de preenchimento da descontinuidade, portanto o ângulo de atrito ( $\phi$ ) deve ser do material de preenchimento. Nesse grupo, a relação entre altura do preenchimento ( $H_p$ ) e altura da rugosidade ( $H_r$ ),  $H_p/H_r$ , é maior que 1,0. Já nas descontinuidades "R" as propriedades mecânicas são do material no entorno da descontinuidade, pois sob grandes tensões essas asperezas tendem a se aplainar. A relação  $H_p/H_r$  nas descontinuidades rugosas é menor que 0,5. Por último, a característica de resistência ao cisalhamento das descontinuidades mistas é composta parte pelo material de preenchimento, e parte pela rugosidade, então  $\phi$  é determinada pela função  $\text{tg}^{-1}(J_r/J_a)$ , de Barton. O valor de  $H_p/H_r$  nas descontinuidades mistas (M) está entre 0,5 e 1,0, limites baseados nas observações de Goodman(1970).

A Figura 7-3 mostra de forma esquemática a diferença entre as descontinuidades lisas, rugosas e mistas.

	Fator Dominante	Hp/Hr	$\phi_r$
	<b>R</b> (Rocha)	$H_p/H_r < 0,5$	$\phi_r(\text{Rocha})$
	<b>M</b> (Mista)	$0,5 \leq H_p/H_r < 1,0$	$\phi_r = \text{tg}^{-1}(J_r/J_a)$
	<b>L</b> (Preenchimento)	$H_p/H_r \geq 1,0$	$\phi_r(\text{Preenchimento})$

**Figura 7-3:** Quadro comparativo entre descontinuidades com resistências controladas pela rocha, pelo preenchimento e mistas.

Os valores dos graus de alteração do preenchimento são correlatos aos valores  $J_a$  de Barton, ou seja, para  $J_a$  igual a 1, o grau de alteração é  $J_1$ , se  $J_a$  é igual 2, o grau de alteração é  $J_2$ , e assim por diante até  $J_4$ .

O grau de rugosidade ( $R_1$ ,  $R_2$  e  $R_3$ ) varia de acordo com o valor de JRC, sendo  $R_1$  com valores de JRC entre 4 e 6,  $R_2$  para JRC entre 8 e 10, e  $R_3$  para valores de JRC acima de 12.

A Tabela 7-4 resume todos os grupos geotécnicos em função da rugosidade, material de preenchimento, fator dominante e grau de alteração.



**Tabela 7-4:** Descrição dos grupos geotécnicos de discontinuidades em função do fator dominante, material de preenchimento, grau de alteração e rugosidade.

<b>GRUPO GEOTÉCNICO</b>	<b>FATOR DOMINANTE</b>	<b>MATERIAL DE PREENCHIMENTO</b>	<b>GRAU DE ALTERAÇÃO (Ja)</b>	<b>RUGOSIDADE (JRC)</b>
<b>LA</b>	L	Argila	8	
<b>LCAJ1</b>	L	Carbonato	1	
<b>LCAJ2</b>	L	Carbonato	2	
<b>LCAJ3</b>	L	Carbonato	3	
<b>LMGJ3</b>	L	Marga	3	
<b>MCAJ2R1</b>	M	Carbonato	2	4 a 6
<b>MCAJ2R2</b>	M	Carbonato	2	8 a 10
<b>MCAJ3R1</b>	M	Carbonato	3	4 a 6
<b>MCAJ3R2</b>	M	Carbonato	3	8 a 10
<b>MCAJ3R3</b>	M	Carbonato	3	maior que 12
<b>MCAJ4R1</b>	M	Carbonato	4	4 a 6
<b>MCAJ4R2</b>	M	Carbonato	4	8 a 10
<b>MCAJ4R3</b>	M	Carbonato	4	maior que 12
<b>RCAJ1</b>	R	Carbonato	1	
<b>RCAJ2</b>	R	Carbonato	2	
<b>RCAJ3</b>	R	Carbonato	3	

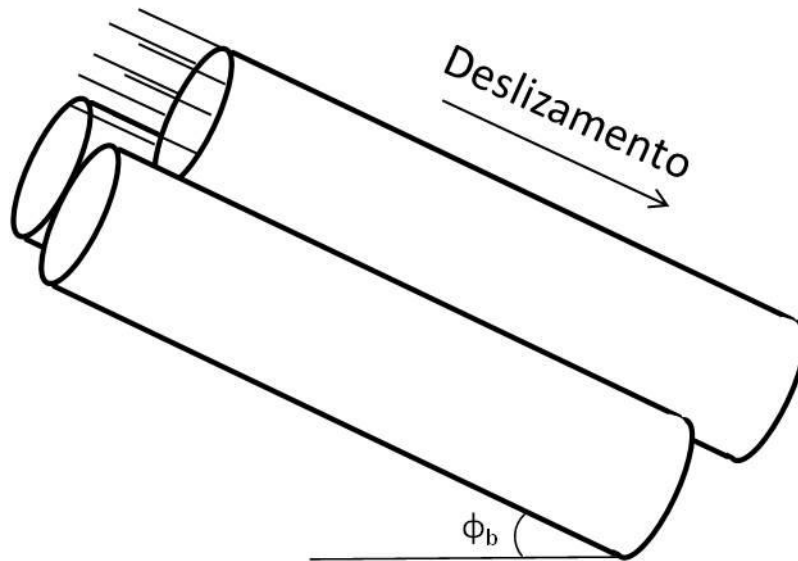
Antes da apresentação das equações de tensão cisalhante para cada grupo geotécnico de discontinuidades, serão relacionados alguns valores obtidos preliminarmente, que são necessários para os cálculos a serem desenvolvidos.

### 7.3.1. DADOS PRELIMINARES

#### 7.3.1.1. Valores de Ângulo de Atrito Básico ( $\phi_b$ )- *Tilt-tests*

Para a avaliação dos valores de ângulo de atrito básico ( $\phi_b$ ), foram realizados *tilt-tests* com testemunhos de sondagem BQ de dolomitos, brechas e margas. Os testes foram executados com três testemunhos de sondagem dispostos de acordo com a Figura 7-4, e

inclinados até que o testemunho superior deslize sobre os outros, ou seja, até atingir o ângulo limite de resistência entre as superfícies em contato.



**Figura 7-4:** Figura esquemática da obtenção do ângulo de atrito básico da rochas ( $\phi_b$ ) através do *tilt-test*.

Os ângulos de atrito básico determinados por *tilt-test*, e os valores médios para cada litologia, são apresentados na Tabela 7-5.

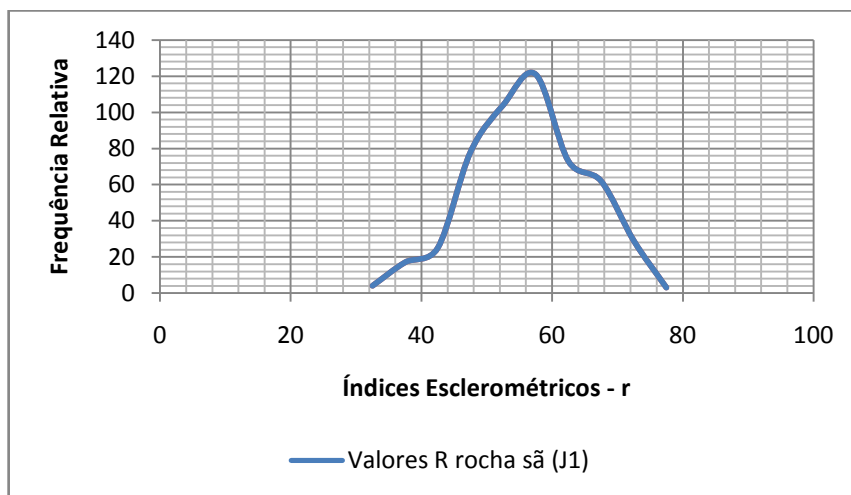
**Tabela 7-5:** Valores de  $\phi_b$  obtidos através de *tilt-test* com testemunhos de sondagem das rochas encontradas na Mina de Vazante.

ROCHA	AM01	AM02	AM03	AM04	AM05	AM06	AM07	AM08	AM09	AM10	AM11	AM12	MÉDIA SIMPLES
MARGA (CONTRA S1)	40	39	37	37	40	35	36	37	38				38
DOLOMITO ROSA	32	35	37	35	37	37	35	36	37	38	36	35	36
DOLOMITO CINZA	37	35	30	37	32	35	36	33	36				35
BRECHA WILLEMÍTICA	37	36	33	37	35	37	38	36	37				36
BRECHA DOLOMÍTICA	43	40	41	42	41	39	42	43	41	40	39		41

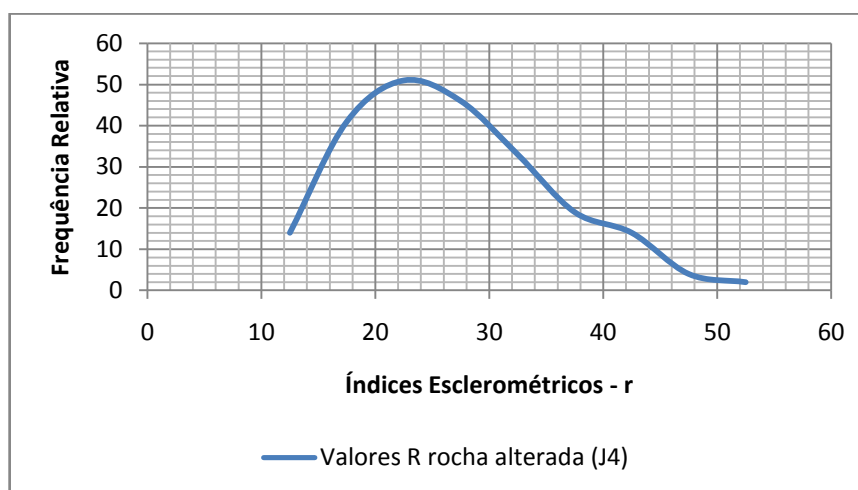
### 7.3.1.2. Dados do Martelo de Schmidt

Ensaio com Martelo de Schmidt foram realizados em descontinuidades de rochas carbonáticas (dolomitos e brechas), com grau de alteração variando de baixo ( $J_a=1$ ) a alto ( $J_a=4$ ). Segundo Barton e Choubey (1976), que formularam a primeira versão do critério de ruptura de Barton e Bandis, o método é aplicável à descontinuidades sem

preenchimentos, ou seja, contato rocha com rocha nas paredes das descontinuidades. Portanto, foram levantados valores do rebote do Martelo de Schmidt ( $r$ ) para descontinuidades de rochas carbonáticas, sem preenchimento, em varias galerias da Mina de Vazante. Os histogramas de frequência das medidas de " $r$ " para descontinuidades com parede sã e parede alterada, são apresentadas nas Figura 7-5 e Figura 7-6.

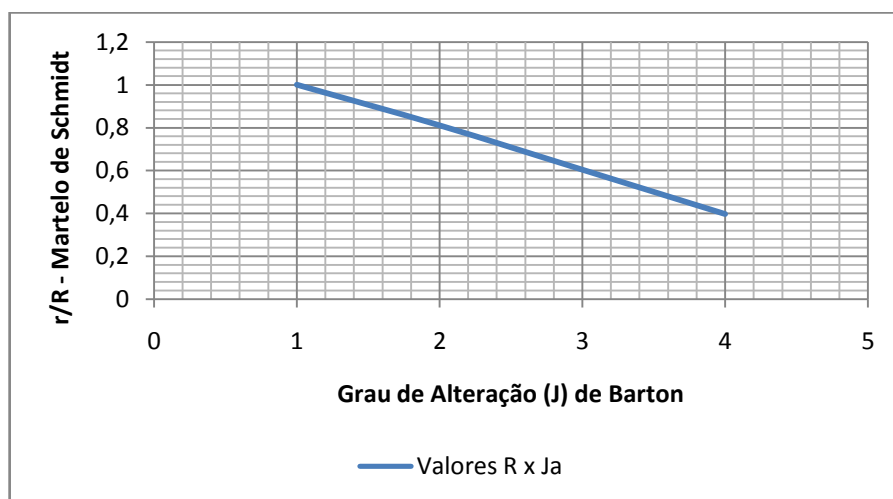


**Figura 7-5:** Histograma de frequência relativa para os valores de " $R$ " obtidos para brechas e dolomitos sãos na Mina de Vazante



**Figura 7-6:** Histograma de frequência dos valores de " $r$ " obtidos para brechas e dolomitos alterados na Mina de Vazante.

O valor médio de " $r_i$ " para descontinuidades com paredes intactas (J1) é de 60, e para descontinuidades alteradas (J4), " $r_a$ " é igual a 24. O valor de " $r_i$ " corresponde ao valor de " $R$ " (rocha intacta), da expressão " $r/R$ " (Barton e Choubey, 1977) que é igual, portanto, a 1. Os valores " $r$ " para os graus de alteração intermediários foram obtidos por regressão linear, partir dos valores conhecidos de " $r/R$ " para J1 e para J4, como pode ser visualizado na Figura 7-7.



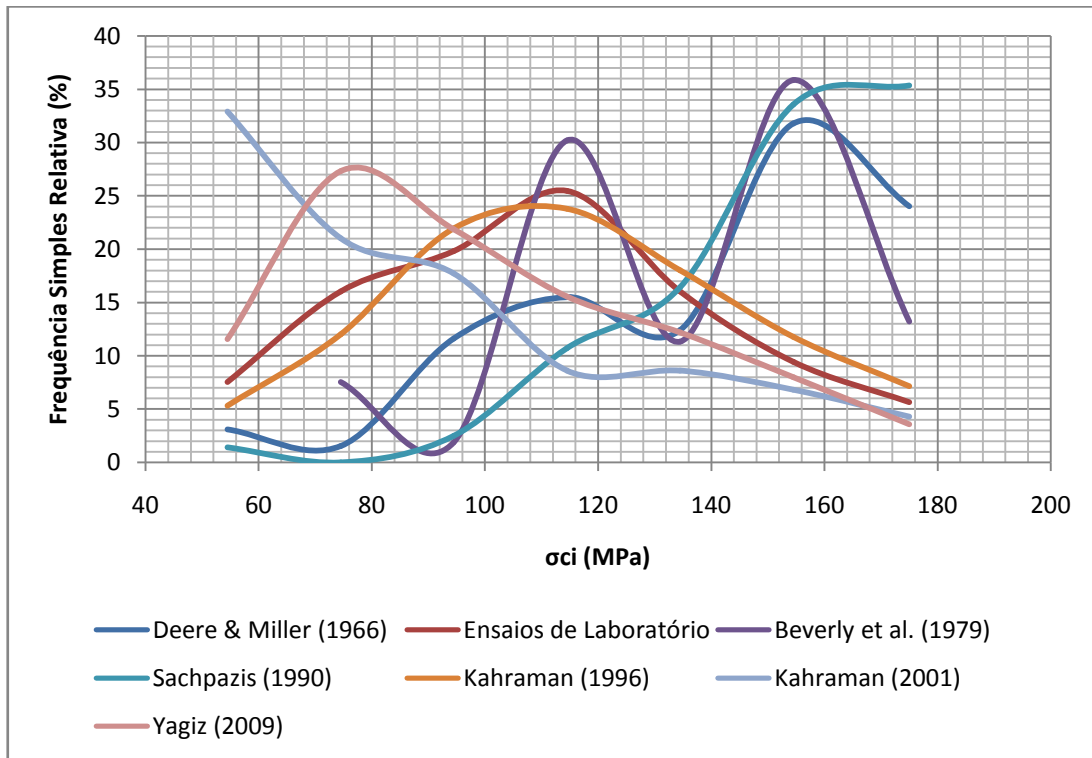
**Figura 7-7:** Regressão linear para valores de " $r/R$ " em função de valores para rocha sã ( $J_a=1$ ) e rocha alterada ( $J_a=4$ ).

Vários autores fizeram relações entre os valores de " $r$ " do Martelo de Schimidt e os valores de resistência à compressão uniaxial da rocha intacta ( $\sigma_i$ ) e módulo de deformação ( $E_i$ ), medidos em ensaios de laboratório. A Tabela 7-6 mostra as equações empíricas desenvolvidas por Deere e Miller (1966), Aufmuth (1973), Beverly *et al.* (1979), Sachpazis (1990), Kahraman *et al.* (1996), Kahraman (2001), e Yagiz (2009).

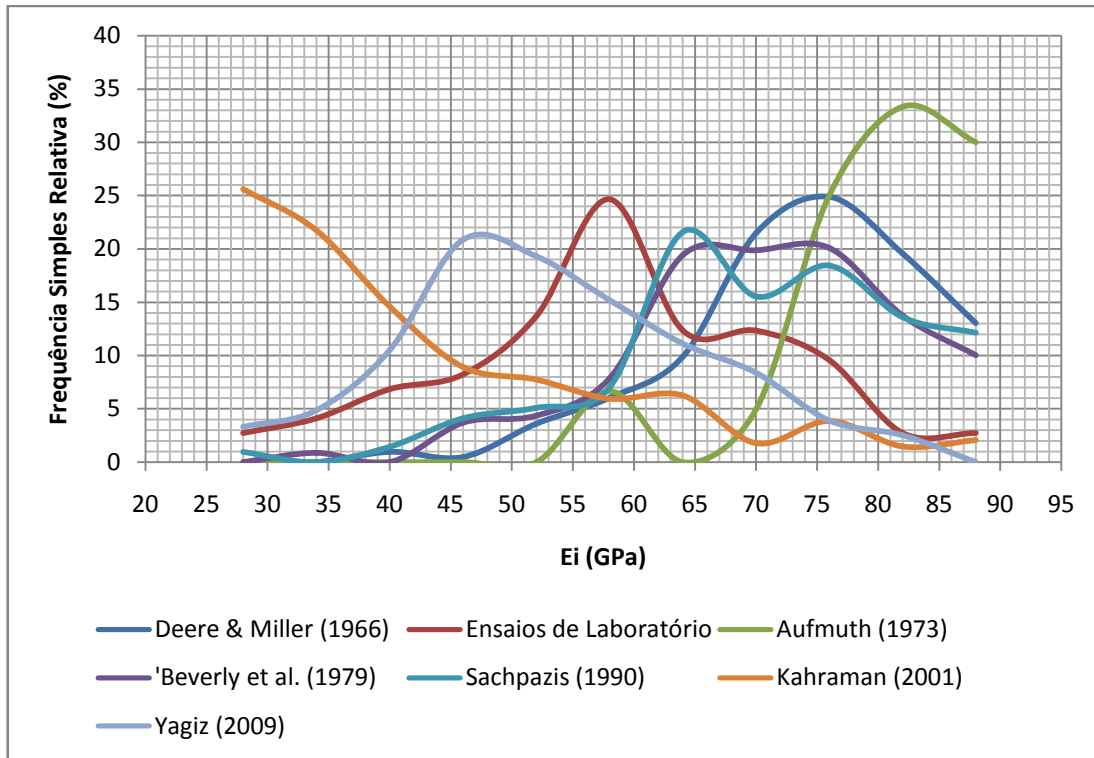
Com os dados de " $r$ ", levantados para as descontinuidades de rochas carbonáticas não preenchidas da Mina de Vazante, e os valores de  $\gamma$  (em  $\text{tf/m}^3$ ), foram obtidos os valores de  $\sigma_{ci}$  e  $E_i$  através das equações empíricas apresentadas. Tais valores foram comparados aos dados de  $\sigma_{ci}$  e  $E_i$  obtidos em laboratório, a fim de se definir qual das equações é mais aderente às rochas analisadas nesta dissertação. Os resultados são apresentados nos gráficos da Figura 7-8 e Figura 7-9.

**Tabela 7-6:** Equações disponíveis na bibliografia para obtenção de  $\sigma_{ci}$  e  $E_i$  a partir dos valores de "r".

Autor	$\sigma_{ci}$ (MPa)	E (GPa)
Deere e Miller (1966)	$9,97^{(0,02 \times r \times Y)}$	$0,19 \times r \times Y^2 - 7,87$
Aufmuth (1973)	$6,9 \times 10^{(1,348 \times \text{Log}(Y \times r) - 1,325)}$	$6,9 \times 10^{(1,06 \times \text{Log}(Y \times r) + 1,86)/1000}$
Beverly <i>et al.</i> (1979)	$12,74 \times \exp(0,02 \times r \times Y)$	$0,19 \times r \times Y^2 - 12,71$
Sachpazis (1990)	$4,29 \times r - 67,52$	$1,94 \times r - 33,93$
Kahraman (1996)	$4,5 \times 10^{(-4 \times (r \times Y)^{2,46})}$	
Kahraman (2001)	$1,45 \times \exp(0,07 \times r)$	$1,04 \times \exp(0,06 \times r)$
Yagiz (2009)	$0,0028 \times r^{2,584}$	$0,0987 \times r^{1,5545}$



**Figura 7-8:** Histograma de frequência simples relativa em %, comparando valores de  $\sigma_{ci}$  obtidos em laboratório, e valores adquiridos com as equações em função de "r".



**Figura 7-9:** Histograma de frequência simples relativa em %, comparando valores de  $E_i$  obtidos em laboratório, e valores adquiridos com as equações em função de "r".

Para a obtenção de  $\sigma_{ci}$  a partir de "r", a equação de Kahraman (1996) foi a que reproduziu valores mais próximos aos dados dos ensaios de laboratório, enquanto que a equação de Yagiz (2009), para o cálculo de  $E_i$ , foi a que revelou melhores resultados. Dessa forma torna-se possível a determinação de  $\sigma_{ci}$  e  $E_i$  a partir dos valores de "r" do Martelo de Schmidt, que por sua vez podem ser definidos através do gráfico, com base no valor do grau de alteração ( $J_a$ ).

### 7.3.1.3. PARÂMETROS $\phi$ e $c$ (MARGA E ARGILA)

As resistências ao cisalhamento das discontinuidades preenchidas com marga e argila foram determinadas pelos valores de ângulo de atrito residual ( $\phi_r$ ) e coesão ( $c$ ) presentes na literatura, para aplicação do critério de ruptura de Mohr Coulomb, já que não existem dados de Martelo de Schmidt para esses materiais. Além disso, o critério de ruptura de Barton-Bandis não é aplicável a discontinuidades preenchidas, ficando limitado a

descontinuidades com paredes em contato direto, variando o grau de alteração e a rugosidade.

A maior dificuldade em se definir os parâmetros geotécnicos da marga é a diferença entre a resistência ao cisalhamento ao longo da foliação (S1) e ortogonalmente à foliação. A primeira possui ângulo de atrito e coesão muito menores em relação à segunda. Outro fator que dificulta a definição dos parâmetros em função dos valores presentes na literatura é a grande variação composicional entre as margas, podendo ter maior ou menor teor de argilominerais na sua estrutura, o que afeta diretamente seu comportamento mecânico.

A quantidade de marga em meio ao dolomito varia bastante no maciço rochoso da Mina de Vazante, podendo ter espessuras milimétricas a métricas. Por isso, optou-se por considerar a foliação da marga como uma descontinuidade no meio do maciço de dolomito, exceto quando as espessuras de marga sejam significativas (espessuras métricas), passíveis de separação.

Os parâmetros geotécnicos das argilas, que preenchem principalmente as falhas e fraturas da Zona de Cisalhamento Vazante, foram definidos a partir dos valores relatados por Barton (1970, 1974), e Wyllie e Mah (2004).

A seguir, são apresentados valores de parâmetros de resistência ao cisalhamento de margas e argilas, e parâmetros elásticos somente para as margas.

**Tabela 7-7:** Valores de  $\phi_r$  e c obtidos na bibliografia, para margas e argilas.

Autor	Material	Grau de Alteração	$\phi_r$ (°)	c (KPa)	E (GPa)	$\sigma_{ci}$ (MPa)	v	Observação
Akram e Bakar (2007)	MGA	1				9,16		Contra Foliação
Reßmüller (1997)	MGA	1	35	58	5		0,3	Contra Foliação
Reßmüller (1997)	MGA	2	26	34				Contra Foliação
Reßmüller (1997)	MGA	3	23	26				Contra Foliação
Reßmüller (1997)	MGA	4	17	20				Contra Foliação
Warren et. al (1996)	MGA	2			0,9	5		Contra Foliação
El Banna (2009)	MGA	3			2	1,95		Contra Foliação
El Banna (2009)	MGA	2			2,7	4,2		Contra Foliação
Wyllie e Mah (2004)	MGA	3	20	0				Foliação
Barton (1970)	MGA	3	25	0				Foliação
Barton (1974)	MGA	3	25	0				Foliação
Barton (1970)	AR	8	12	0				Material de preenchimento
Barton (1974)	AR	8	10,5	0				Material de preenchimento
El Amrani Paaza e Chacón (1996)	MGA	4	18	10				Material de preenchimento

Os valores utilizados na presente dissertação para  $\phi_r$  e c da margas e argilas, assim como os parâmetros elásticos de marga, estão apresentados na Tabela 7-8.

**Tabela 7-8:** Valores dos parâmetros geotécnicos adotados para margas e argilas.

Material	Grau de Alteração	$\phi_r$ (°)	c (KPa)	E (GPa)	$\sigma_{ci}$ (MPa)	v	Observação
MGA	1	35	30	4	6	0,3	Contra Foliação
MGA	2	26	20	2	4	0,3	Contra Foliação
MGA	3	20	0				Foliação
MGA	4	12	0				Foliação
AR	8	12	0				Material Preenchimento

#### 7.3.1.4. COEFICIENTES DE RIGIDEZ (Kn e Ks)

Os coeficientes de rigidez normal (Kn) e de rigidez cisalhante (Ks) das descontinuidades, representam as tensões necessárias para um deslocamento unitário, tanto na direção normal ao plano de ruptura, quanto tangencialmente ao plano.

Conforme detalhado no capítulo de revisão bibliográfica, vários autores formularam equações, com base em observações empíricas de ensaios de laboratório, para estabelecer relações entre parâmetros geotécnicos do material das paredes da descontinuidade e Kn e Ks.



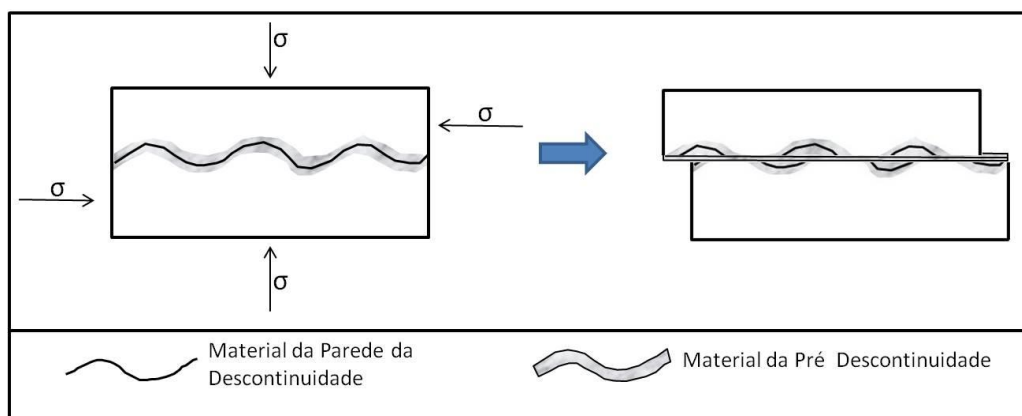
A Tabela 7-9 mostra os valores de Kn e Ks adotados a partir das equações propostas por Barton (1972), Goodman *et al.* (1968) e valores obtidos por Kulhawy (1975).

**Tabela 7-9:** Coeficientes de rigidez normal (Kn) e rigidez cisalhante (Ks) ao longo dos planos de descontinuidades dos diferentes grupos geotécnicos.

Grupos	Ei (Gpa)	Em (Gpa)	L (m)	Coef. Poisson (v)	Kn (Gpa) (Barton, 1972) = (Ei x Em)/L(Ei-Em)	Ks (Goodman, 1968) = Kn/2(1+v)	Ks (Gpa) (Kulhawy, 1975)	Kn adotado	Ks adotado
LA	65	2	0,5	0,1	4	2	1	4	1
LCAJ1	55	4	0,5	0,2	9	4	3	9	3
LCAJ2	55	4	0,5	0,2	9	4	3	9	3
LCAJ3	55	4	0,5	0,2	9	4	3	9	3
LMGJ3	30	3	0,5	0,1	7	3	2	6	2
MCAJ2R1	55	4	0,5	0,2	9	4	3	9	3
MCAJ2R2	55	4	0,5	0,2	9	4	3	9	3
MCAJ3R1	55	4	0,5	0,2	9	4	3	9	3
MCAJ3R2	55	4	0,5	0,2	9	4	3	9	3
MCAJ3R3	55	4	0,5	0,2	9	4	3	9	3
MCAJ4R1	55	4	0,5	0,2	9	4	3	9	3
MCAJ4R2	55	4	0,5	0,2	9	4	3	9	3
MCAJ4R3	55	4	0,5	0,2	9	4	3	9	3
RCAJ1	55	4	0,5	0,2	9	4	3	9	3
RCAJ2	55	4	0,5	0,2	9	4	3	9	3
RCAJ3	55	4	0,5	0,2	9	4	3	9	3

### 7.3.2. DESCONTINUIDADES RUGOSAS

As descontinuidades rugosas estão presentes principalmente nas brechas e têm sua resistência ao cisalhamento controlada pelo material pré descontinuidade, ao contrário da resistência da descontinuidade lisa, que possui características mecânicas de material da parede ou preenchimento. Isso ocorre devido à tendência de aplainamento da superfície de ruptura rugosa, quando submetida à grandes tensões. A Figura 7-10 mostra de forma esquemática o processo de aplainamento das descontinuidades rugosas.



**Figura 7-10:** Figura esquemática do processo de aplainamento de descontinuidades rugosas quando submetidas a grandes tensões.

Portanto, o ângulo de atrito residual ( $\phi_r$ ) e o JCS devem ser calculados em função do material pré parede da descontinuidade, desta forma, as classificações por grupo geotécnico de descontinuidades, já foram feitas levando em conta essa premissa.

A Tabela 7-10 resume as equações de Barton e Bandis, e os respectivos parâmetros de entrada, para cada grupo geotécnico de descontinuidades rugosas.

**Tabela 7-10:** Parâmetros geotécnicos e equação de tensão cisalhante de Barton e Bandis para descontinuidades rugosas.

Grupo Geotécnico	$\gamma$ (KN/m <sup>3</sup> )	r	r/R	JRC	$\phi_b$ (°) (tilt test)	* $\phi_r$ (°)	**JCS (MN/m <sup>2</sup> )	$\tau = \sigma_n \times \tan(\phi_r + JRC \times \log_{10}(JCS/\sigma_n))$
RCAJ1	27	60	1	12	35	35	272,65	$\tau = \sigma_n \times \tan(35 + 12 \times \log_{10}(272,65/\sigma_n))$
RCAJ2	27	48	0,8	12	35	31	141,41	$\tau = \sigma_n \times \tan(31 + 12 \times \log_{10}(141,41/\sigma_n))$
RCAJ3	27	36	0,6	12	35	27	73,34	$\tau = \sigma_n \times \tan(27 + 12 \times \log_{10}(73,34/\sigma_n))$

\* $\phi_r = (\phi_b - 20) + 20 \times (r/R)$

\*\* $JCS = 10^{(0,00088 \times \gamma \times r + 1,01)}$

### 7.3.3. DESCONTINUIDADES LISAS

As descontinuidades lisas são características dos planos formados na direção de S0 e S1 nos dolomitos e margas, falhas e fraturas de Zona de Cisalhamento Vazante e falhas de

baixo ângulo. Tais feições podem ser preenchidas ou não, e o critério de ruptura a ser adotado depende diretamente desse fator.

O critério de ruptura de Barton-Bandis será aplicado à descontinuidades não preenchidas, com contato entre as paredes, em dolomitos e brechas. A Tabela 7-11 apresenta as equações de Barton-Bandis para os grupos geotécnicos em que a resistência ao cisalhamento depende do grau de alteração das paredes das descontinuidades.

**Tabela 7-11:** Parâmetros geotécnicos e equação de tensão cisalhante de Barton e Bandis para descontinuidades lisas preenchidas por carbonato alterado.

Grupo Geotécnico	Y (KN/m <sup>3</sup> )	r	r/R	JRC	$\phi_b$ (°) (tilt test)	* $\phi_r$ (°)	**JCS (MN/m <sup>2</sup> )	$\tau = \sigma_n \times \tan(\phi_r + JRC \times \log_{10}(JCS/\sigma_n))$
LCAJ1	27	60	1	1	35	35	272,65	$\tau = \sigma_n \times \tan(35 + 1 \times \log_{10}(272,65/\sigma_n))$
LCAJ2	27	48	0,8	1	35	31	141,41	$\tau = \sigma_n \times \tan(31 + 1 \times \log_{10}(141,41/\sigma_n))$
LCAJ3	27	36	0,6	1	35	27	73,34	$\tau = \sigma_n \times \tan(27 + 1 \times \log_{10}(73,34/\sigma_n))$

\* $\phi_r = (\phi_b - 20) + 20 \times (r/R)$   
 \*\*JCS =  $10^{(0,00088 \times Y \times r + 1,01)}$

Já nas descontinuidades lisas e preenchidas, o critério de ruptura de Mohr-Coulomb será utilizado, com os parâmetros geotécnicos do material de preenchimento, de acordo com a Tabela 7-12, a seguir.

**Tabela 7-12:** Parâmetros geotécnicos e equação de tensão cisalhante de Mohr-Coulomb para descontinuidades lisas preenchidas por marga e argila.

Grupo Geotécnico	MATERIAL DE PREENCHIMENTO	$\phi_r$ (°)	c (Kpa)	$\tau = c + \sigma_n \times \tan\phi_r$
LA	Argila	12	0	$\tau = \sigma_n \times \tan 12$
LMGJ3	Marga	20	0	$\tau = \sigma_n \times \tan 20$
LMGJ4	Marga	12	0	$\tau = \sigma_n \times \tan 12$

### 7.3.4. DESCONTINUIDADES MISTAS

As descontinuidades mistas são aquelas em que o  $\phi_r$  é calculado em função tanto da rugosidade quanto do grau de alteração. Por isso, foram utilizadas as relações de Barton ( $\text{tg}^{-1} J_r/J_a$ ), em função dos parâmetros de rugosidade e grau de alteração, e de Barton e Choubey, que utiliza o valor de "r" do Martelo de Schmidt.

Os valores de  $\phi_r$  calculados pelos dois métodos foram analisados juntamente com valores de  $\phi_b$ , já que a descontinuidade quando submetida a grandes tensões assume um valor máximo de  $\phi_r$  igual a  $\phi_b$ , conforme já descrito. Assim, os valores de  $\phi_r$  adotados para cada grupo geotécnico de descontinuidade mista, levaram em consideração um valor máximo igual a  $\phi_b$  e um valor mínimo igual a  $\phi_r$  do material na parede da descontinuidade, calculado pelo método de Barton e Choubey. O valor de  $\phi_r$  calculado pelo método de Barton ( $\text{tg}^{-1} J_r/J_a$ ) serve para comparação entre o efeito rugosidade x grau de alteração, nos diferentes grupos geotécnicos de descontinuidades. A seguir, na Tabela 7-13, estão relacionados os parâmetros geotécnicos e as equações de tensão cisalhante de Barton e Bandis, para cada grupo de descontinuidades.

**Tabela 7-13:** : Parâmetros geotécnicos e equação de tensão cisalhante de Barton e Bandis para descontinuidades mistas.

Grupo Geotécnico	Y (KN/m³)	r	r/R	JRC	Já	Jr	$\phi_b$ (°) (tilt test)	** $\phi_r$ (°)	* $\phi_r$ (°)	$\phi_r$ (°) adotado	***JCS (MN/m²)	$\tau = \sigma_n \times \tan(\phi_r + JRC \times \log_{10}(JCS/\sigma_n))$
MCAJ2R1	27	48	0,8	6	2	1,5	35	37	31	31	141,41	$\tau = \sigma_n \times \tan(31 + 6 \times \log_{10}(141,41/\sigma_n))$
MCAJ2R2	27	48	0,8	8	2	2	35	45	31	33	141,41	$\tau = \sigma_n \times \tan(33 + 8 \times \log_{10}(141,41/\sigma_n))$
MCAJ3R1	27	36	0,6	6	3	1,5	35	27	27	27	73,34	$\tau = \sigma_n \times \tan(27 + 6 \times \log_{10}(73,34/\sigma_n))$
MCAJ3R2	27	36	0,6	8	3	2	35	34	27	30	73,34	$\tau = \sigma_n \times \tan(30 + 8 \times \log_{10}(73,34/\sigma_n))$
MCAJ3R3	27	36	0,6	10	3	3	35	45	27	33	73,34	$\tau = \sigma_n \times \tan(33 + 10 \times \log_{10}(73,34/\sigma_n))$
MCAJ4R1	27	24	0,4	6	4	1,5	35	21	23	23	38,04	$\tau = \sigma_n \times \tan(23 + 6 \times \log_{10}(38,04/\sigma_n))$
MCAJ4R2	27	24	0,4	8	4	2	35	27	23	27	38,04	$\tau = \sigma_n \times \tan(27 + 8 \times \log_{10}(38,04/\sigma_n))$
MCAJ4R3	27	24	0,4	10	4	3	35	37	23	30	38,04	$\tau = \sigma_n \times \tan(30 + 10 \times \log_{10}(38,04/\sigma_n))$

\* $\phi_r = (\phi_b - 20) + 20 \times (r/R)$

\*\* $\phi_r = \text{ATAN}(J_r/J_a)$

\*\*\* $JCS = 10^{(0,00088 \times Y \times r + 1,01)}$

## **8) ANÁLISES DE ESTABILIDADE DOS MACIÇOS ROCHOSOS**

As análises de estabilidade das escavações projetadas para a área pesquisada foram elaboradas com base nos dados apresentados nos capítulos anteriores e em dados prévios. As práticas e materiais já adotados na Mina de Vazante para contenção das escavações, atualmente, também são levadas em consideração, já que é fundamental que as soluções propostas sejam adequadas à realidade operacional da mina hoje.

A seguir, serão detalhados e apresentados os modelos geológicos-geotécnicos, assim como as análises de estabilidade realizadas a partir dos mesmos. Análises cinemáticas de cunhas e análises pelo método dos elementos finitos (em meios contínuos e em meios descontínuos) foram realizadas, de forma que análises se complementem, gerando uma confiabilidade maior nas soluções de estabilização adotadas.

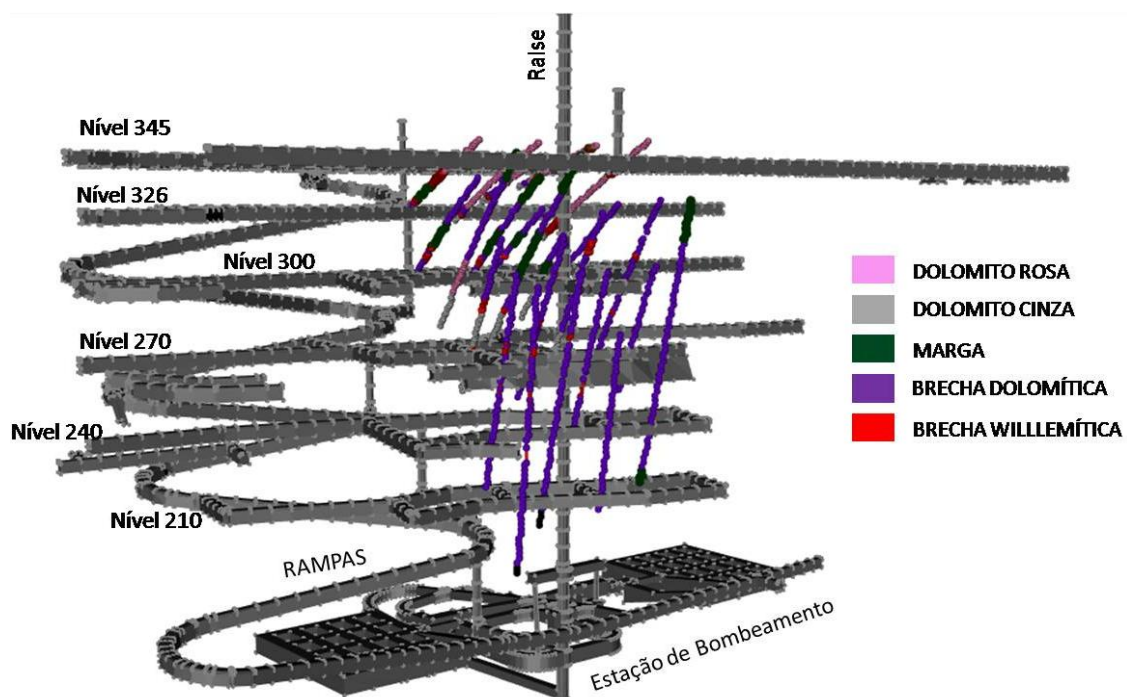
### **8.1. MODELAMENTO GEOLÓGICO-GEOTÉCNICO**

Os perfis 13225 e 13300 foram selecionados para as análises de estabilidade, sendo que os furos de sondagem 1, 3, 5, 7 e 9, de cada perfil, foram descritos quanto às suas classificações geológicas e geotécnicas.

Os furos de sondagem rotativa da campanha do rebaixamento da Mina de Vazante interceptaram basicamente três litotipos: Dolomitos, Margas e Brechas. Conforme detalhado no capítulo 4, os Dolomitos Rosa ocorrem intercalados com as Margas na zona de capa da Falha Vazante, enquanto que os Dolomitos Cinza ocorrem na zona de lapa, também intercalados com níveis margosos, porém, menos espessos. Já na Zona de Cisalhamento Vazante, ocorrem brechas dolomíticas e ferro carbonatadas (Ankerita e Siderita), com presença de hematita nos contatos com as brechas willemíticas (portadoras do minério de zinco). As discontinuidades atravessadas pela sondagem possuem arranjos espaciais variados, controlados pela sua posição em relação à Zona de Cisalhamento Vazante e a Falha de Baixo Ângulo, que ocorre paralelamente aos

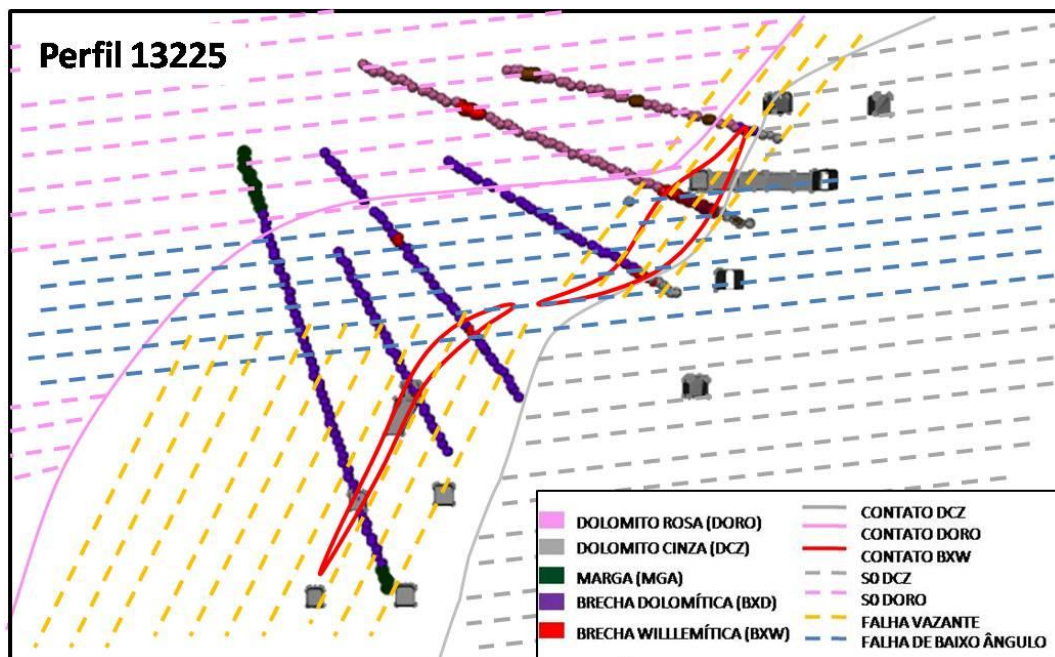
acabamentos dos dolomitos e margas. O Anexo III apresenta todos os dados gerados pelas descrições geológico-geotécnicas dos maciços rochosos e suas discontinuidades

A partir das descrições apresentadas, dos dados de perfilagem dos furos e do projeto de longo prazo das escavações subterrâneas, foi possível a visualização 3D dos furos e discontinuidades em relação às galerias projetadas, através do software GEM4D<sup>®</sup>, como pode ser visto na Figura 8-1.

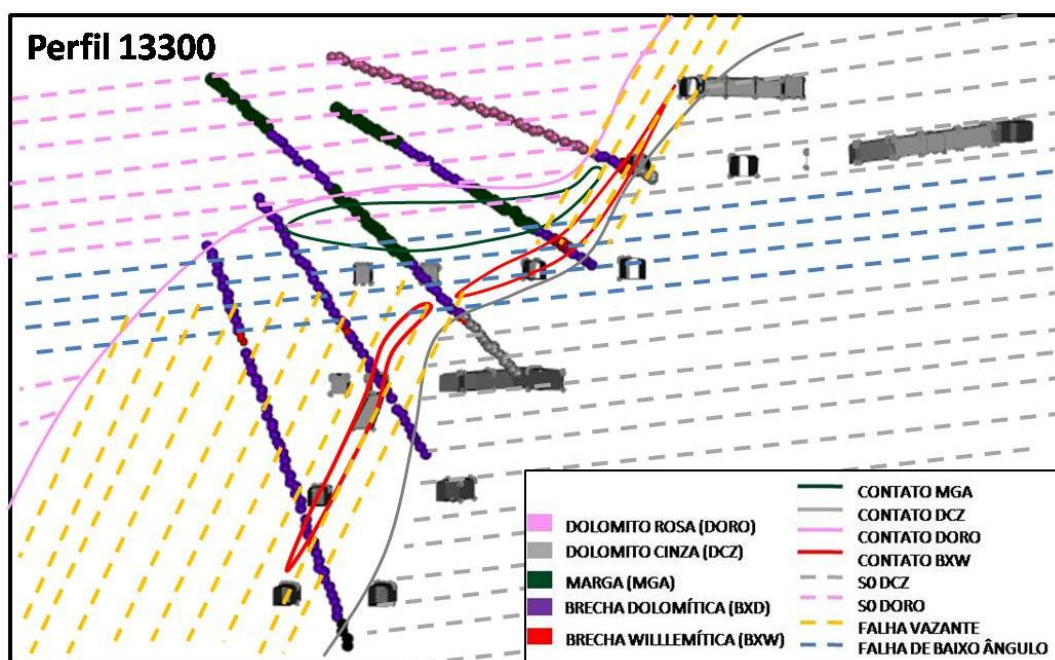


**Figura 8-1:** Galerias, rampas e furos de sondagem projetadas na região de estudo, com o software GEM4D<sup>®</sup>, entre os níveis 345 e 210 (cotas 345,00 m e 210,00 m), e perfis 13100 e 13500.

Após o modelamento das discontinuidades em 3D, foram tiradas seções 2D para as análises por elementos finitos. A seguir, na Figura 8-2 e na Figura 8-3, são apresentados os perfis esquemáticos das áreas selecionados para as análises de estabilidade, com foco nos contatos litológicos e discontinuidades mais marcantes do arcabouço estrutural do maciço rochoso.



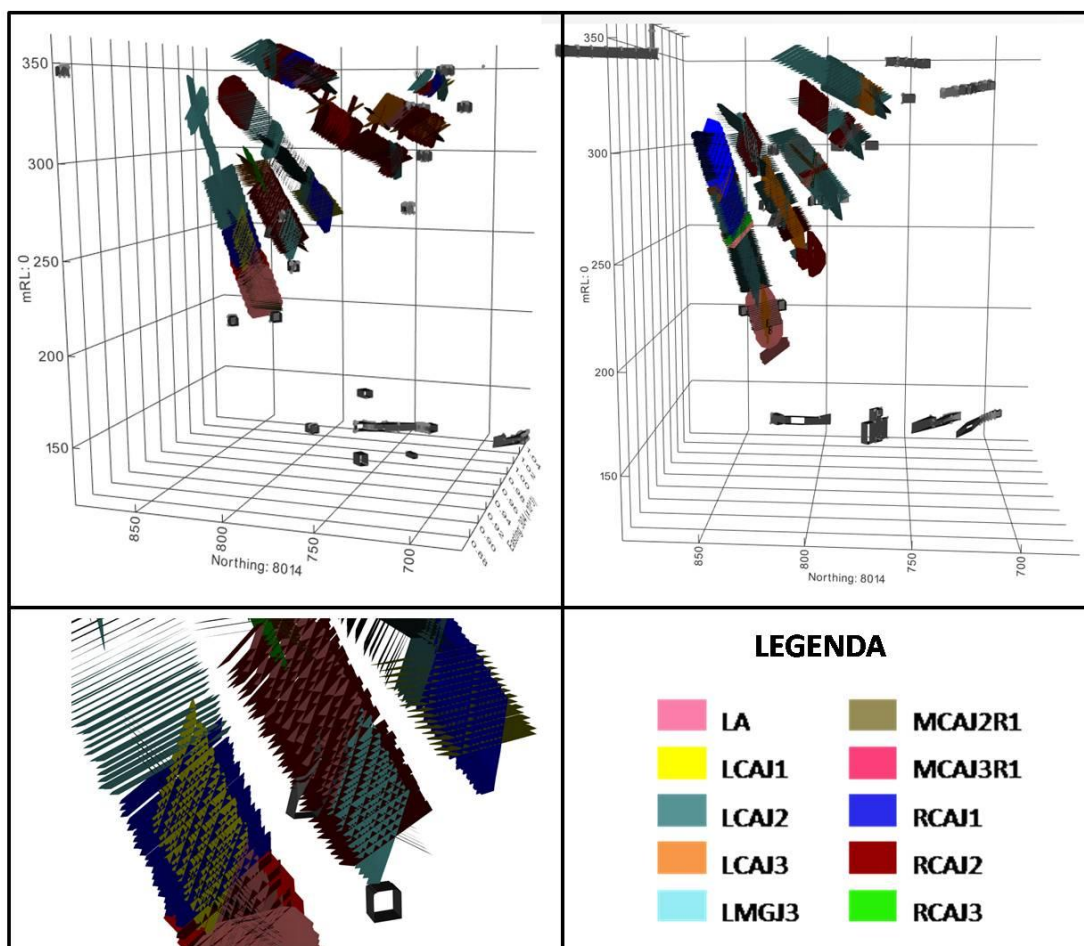
**Figura 8-2:** Imagem esquemática do perfil 13225, com furos de sondagem e suas respectivas litologias atravessadas, além das principais famílias de descontinuidades presentes.



**Figura 8-3:** Imagem esquemática do perfil 13300, com furos de sondagem e suas respectivas litologias atravessadas, além das principais famílias de descontinuidades presentes.



Além das discontinuidades mostradas na Figura 8-2 e na Figura 8-3, outros sistemas de fraturas secundários foram detectados na sondagem. Essas fraturas são importantes para a determinação das cunhas e blocos formados no maciço rochoso, que podem ser visualizados na Figura 8-4.



**Figura 8-4:** Imagens com vistas diferentes das discontinuidades observadas na região de estudo.

Uma vez tratados e localizados espacialmente todos os dados obtidos com a sondagem, as análises de estabilidade nas galerias e realces de lavra projetados se tornaram possíveis, tanto para as análises cinemáticas de cunhas, quanto pela metodologia dos elementos finitos, em meios contínuos e descontínuos.



## 8.2. ANÁLISES CINEMÁTICAS DE CUNHAS

As análises cinemáticas de cunhas permitem que sejam verificadas as estabilidades dos prováveis blocos de rocha que serão formados nas paredes das escavações, devido ao encontro de descontinuidades. Para tanto, é necessário que se tenha o eixo, dimensões e forma das escavações, além das orientações e características geomecânicas das descontinuidades. Já a rocha é considerada um meio perfeitamente rígido, portanto apenas a obtenção de seu peso específico é necessária.

Os estudos cinemáticos de cunhas foram feitos por meio do software Unwedge<sup>®</sup>, versão 4.0, desenvolvido pela Rocscience, que faz a análise do fator de segurança das cunhas a partir das resistências ao cisalhamento das descontinuidades, tensões locais, além da forma e orientação da escavação. O programa ainda faz a análise combinatória de todas as descontinuidades identificadas na região da escavação em questão.

Com base no tratamento de dados detalhado no item 8.1, foram elaborados os modelos para as Galerias de Minério, Galerias de Transporte, Rampas e Realces de Lavra projetados, que são cortados pelos perfis 13225 e 13300, nos níveis 210, 240, 270, 300, 326 e 345.

O critério adotado para a avaliação do risco de ruptura das cunhas formadas nas paredes da galeria se deu a partir da obtenção do valor do Fator de Segurança (FS), ou seja, a avaliação das forças resistentes *versus* as forças desestabilizadoras. Segundo Curran *et al.*(2004) "Os fatores que controlam a estabilidade das cunhas incluem a geometria (tamanho, forma e orientação espacial da cunha), a resistência característica dos planos de descontinuidades que formam a cunha, e as tensões atuantes no maciço rochoso". Portanto, as forças resistentes são geradas, basicamente, pelas resistências das descontinuidades que formam a cunha, pelas tensões *in situ*, e pelas forças introduzidas na aplicação dos tirantes, quando utilizados. Já as forças desestabilizadoras são formadas, essencialmente, pelas componentes da força gravitacional, a depender das orientações das descontinuidades e forma da escavação. O valor do Fator de Segurança considerado crítico, neste trabalho, é de 1,5, ou seja, as forças resistentes superam em

50% as forças desestabilizadoras. Esse valor crítico de fator de segurança foi adotado a partir da análise crítica de cunhas rompidas na Mina de Vazante, além de ser um valor tipicamente utilizado nas análises dos tutoriais e estudos de caso do software utilizado.

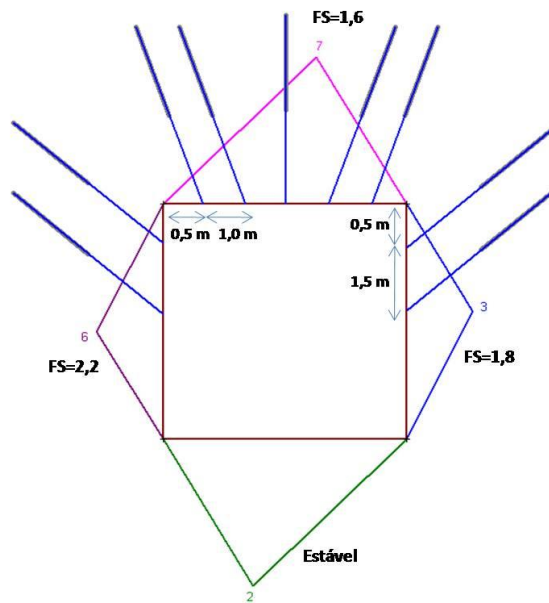
### 8.2.1. ANÁLISE DAS GALERIAS DE MINÉRIO

As Galerias de Minério (GM) representam a base ou o topo de um realce de lavra, e seu sistema de contenção deve garantir a segurança das operações, além de conter o material estéril, garantindo assim uma maior eficiência do desmonte.

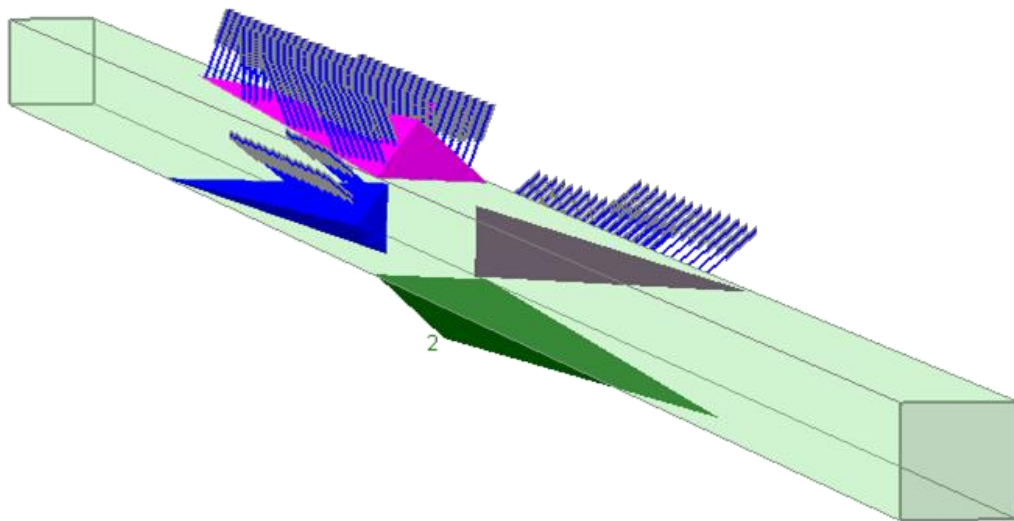
Os tirantes utilizados para a contenção das cunhas formadas têm características semelhantes aos utilizados rotineiramente na Mina de Vazante. As barras têm resistência à tração de 0,27 MN/m, resistência da interface bulbo x rocha de 0,34 MN/m, e com 3,00 m de comprimento (1,00 m de bulbo), e distância das linhas de tirantes de 1,50 m. Vários arranjos geométricos das linhas foram testados, e o mais eficiente foi utilizado, sendo este muito semelhante ao utilizado na Mina de Vazante atualmente.

Todas as doze galerias de minério que fazem parte da área estudada foram analisadas, e conclui-se que as cunhas que surgem no teto e nas laterais da cada uma delas, são muito parecidas. Dessa forma, o arranjo de tirantes utilizado para a contenção das cunhas pode ser uniformizado para todas as galerias de minério, tomando como referência o caso mais crítico analisado. Outro fator que justifica a utilização de sistemas de contenções uniformes é a grande dificuldade operacional de se adotar uma malha de tirantes diferente para cada região.

A Figura 8-5 e a Figura 8-6 mostram a análise de estabilidade para a galeria 300-GM2, no perfil 13300, caso em que as cunhas com fatores de segurança mais críticas foram detectadas. São apresentados também, os detalhes sobre o arranjo de tirantes e fatores de segurança das cunhas obtidos após a contenção. As análises das demais galerias de minério são apresentadas no Anexo IV.



**Figura 8-5:** Imagem da análise de estabilidade das cunhas críticas, em 2D, por análise cinemática, da galeria 300 GM2, no perfil 13300.



**Figura 8-6:** Imagem da análise de estabilidade das cunhas críticas, em 3D, por análise cinemática, da galeria 300 GM2, no perfil 13300.

### 8.2.2. ANÁLISE DAS GALERIAS DE TRANSPORTE

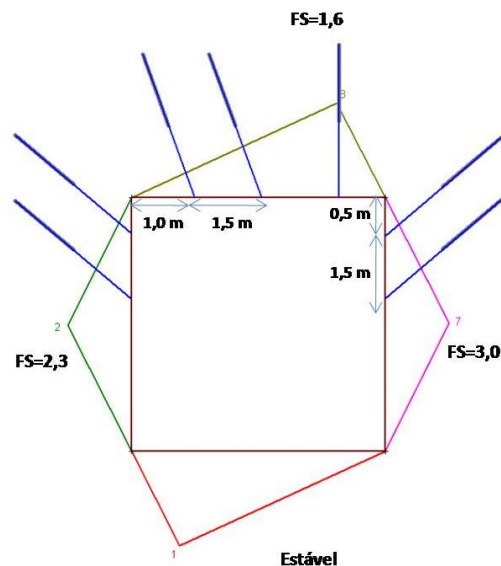
As galerias de transporte (GT) se encontram geralmente da lapa da Falha Vazante, e apesar de serem projetadas para o acesso ao minério desmontado, também são utilizadas

como galerias de ligação entre regiões distantes dentro da mina. O trânsito de pessoas e equipamentos, muitas vezes por período prolongado, tornam o sistema de contenções nas GT's muito importante para a segurança das operações de mina, em geral.

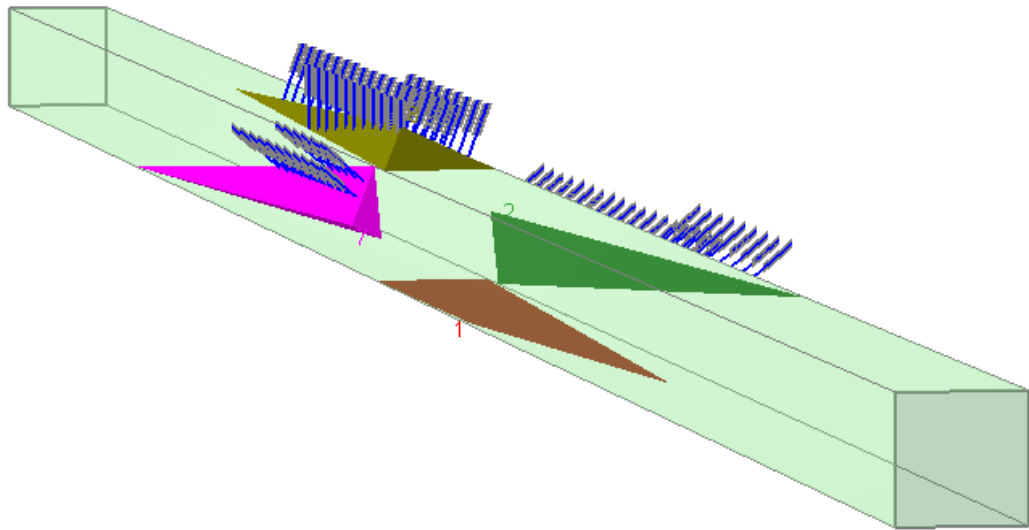
Assim como as galerias de minério, as galerias de transporte apresentam um padrão de cunhas muito parecido em todas as 10 galerias analisadas, além da rampa do perfil 13300. Logo, foi adotado um padrão único de arranjo de tirantes, a partir da GT analisada com o maior número de cunhas críticas para a segurança das escavações.

Os tirantes utilizados têm as mesmas características dos tirantes adotados nas GM's, com 3,00 m de comprimento (bulbo de 1,00 m), resistência à tração de 0,27 MN/m, e resistência da interface bulbo x rocha de 0,34 MN/m.

A Figura 8-7 e a Figura 8-8 mostram a análise cinemática de cunhas, com arranjo de tirantes e FS das cunhas, para a galeria 210-GT, no perfil 13300, onde as cunhas mais críticas foram detectadas. As análises das demais galerias de transporte são apresentadas no Anexo V.



**Figura 8-7:** Imagem da análise de estabilidade das cunhas críticas da galeria 210 GT, em 2D, no perfil 13300.



**Figura 8-8:** Imagem da análise de estabilidade das cunhas críticas da galeria 210 GT, em 3D, no perfil 13300.

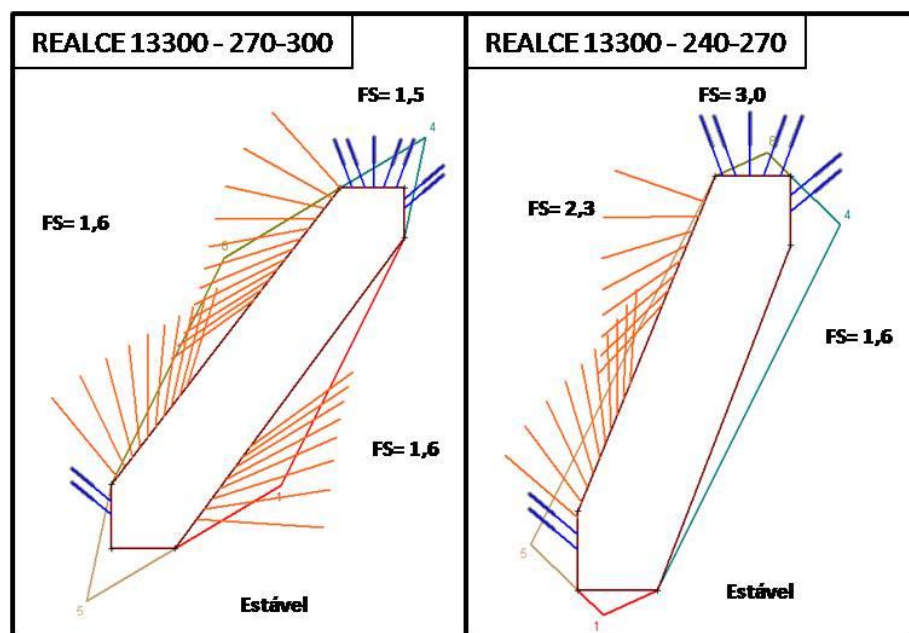
### 8.2.3. ANÁLISE DOS REALCES DE LAVRA

Os realces de lavra na Mina de Vazante são contidos geralmente na zona de capa do corpo de minério, através de cabos grauteados, para evitar a diluição operacional proveniente do desmonte de material estéril junto com o minério. A segurança de pessoas e maquinários também é motivação para a estabilização de zonas instáveis do realce de lavra.

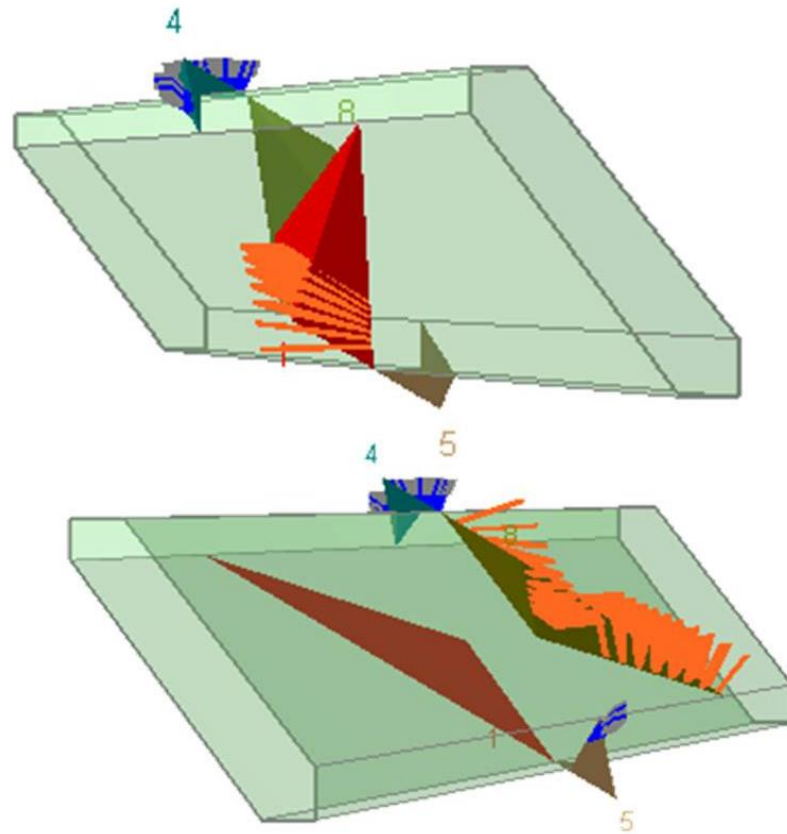
As seções modeladas mostram que os corpos de minério assumem angulações diferentes em zonas distintas da mineralização, e, conseqüentemente, realces de lavra com ângulos e concentração de tensões igualmente distintas. Os locais onde são verificados os realces com menor angulação, entre 40° e 60°, estão relacionados à Zona de Falha de Baixo Ângulo, onde há um rejeito de falha deslocando o corpo de minério, entre os níveis 326 e 270. Os demais realces, acima do nível 326 e abaixo do nível 270, possuem inclinação entre 60° e 80°, geralmente.

As diferentes inclinações dos realces de lavra levam à condições de instabilidade distintas, onde geralmente os realces menos inclinados mostraram cunhas instáveis na capa e na lapa do corpo de minério, enquanto que, em realces com inclinações mais altas, as cunhas instáveis se limitam a zona de capa. Por isso, foram adotados, a princípio, dois padrões de contenção de realces, um com estabilização apenas da capa do minério, e outro com estabilização da capa e da lapa. Os cabos utilizados para os estudos são os mesmos correntemente adotados na Mina de Vazante, com 15,00 mm de diâmetro, módulo elástico de 200 GPa e resistência à tração de 0,27 MN, além de comprimentos variáveis entre 6,00 m e 20,00 m, e espaçamento entre linhas de 1,50 m.

A Figura 8-9 mostra as análises cinemáticas de cunhas, com arranjo de cabos e FS, para os realces 270-300, e 240-270 no perfil 13300, onde as cunhas mais críticas foram detectadas. As análises dos demais realces de lavra são apresentadas no Anexo VI.



**Figura 8-9:** Imagens das análises de estabilidade das cunhas críticas em realces de lavra, em 2D, com baixo ângulo (esquerda) e alto ângulo (direita).



**Figura 8-10:** Imagens das análises de estabilidade das cunhas críticas em realces de lavra, em 3D, com baixo ângulo.

### 8.3. ANÁLISES PELO MÉTODO DE ELEMENTOS FINITOS

As análises por elementos finitos foram feitas através do software Phase2<sup>®</sup>, versão 9.0, da Rocscience, e permitiram a análise das concentrações de tensões induzidas nas escavações projetadas para a área de estudo. A partir das tensões induzidas nas escavações, e dos parâmetros elasto-plásticos do maciço rochoso, o programa ainda calcula os deslocamentos induzidos nas faces das escavações, o fator de segurança, dentre outros. Para o presente estudo, somente os deslocamentos totais induzidos serão avaliados.

O principal foco desta dissertação é o entendimento de como as discontinuidades, suas orientações espaciais e características geomecânicas podem influenciar na análise das zonas de deformação e colapsos induzidos no maciço rochoso escavado, e também nas

contenções projetadas para estabilização do mesmo. Por isso, foram elaborados modelos descontínuos, com o modelamento das discontinuidades presentes em cada região. Para efeito de comparação, também foram produzidos e analisados modelos contínuos (metodologia mais utilizada atualmente no Brasil), com adoção de parâmetros equivalentes para os maciços rochosos. Tais parâmetros equivalentes tentam simular o efeito da trama de discontinuidades no comportamento elasto-plástico do maciço rochoso.

Segundo Curran *et al.* (2008) e Azami *et al.* (2013), os parâmetros geotécnicos do maciço rochoso, nos modelos descontínuos, devem estar próximos dos valores para a rocha intacta. Dessa forma, admitiu-se os parâmetros de Hoek-Brown para um GSI de 90 para as rochas encaixantes (Dolomitos Rosa e Cinza), e um GSI de 80 para as Brechas Dolomítica e Willemítica. A prática de se admitir o GSI de 80 para as brechas vem da dificuldade da representação de discontinuidade localizadas e sem persistência na Zona de Brecha da Falha Vazante.

Os parâmetros geotécnicos equivalentes para as análises em meios contínuos seguiram um GSI de 70 para as encaixantes, e GSI de 50 nas brechas, conforme detalhado no capítulo de parametrização geotécnica. Ambos os parâmetros de Hoek-Brown, para meios contínuos e meios descontínuos, são resumidos na Tabela 8-1.



**Tabela 8-1:** Parâmetros geotécnicos e elásticos dos maciços rochosos, para análise em meios contínuos e meios descontínuos.

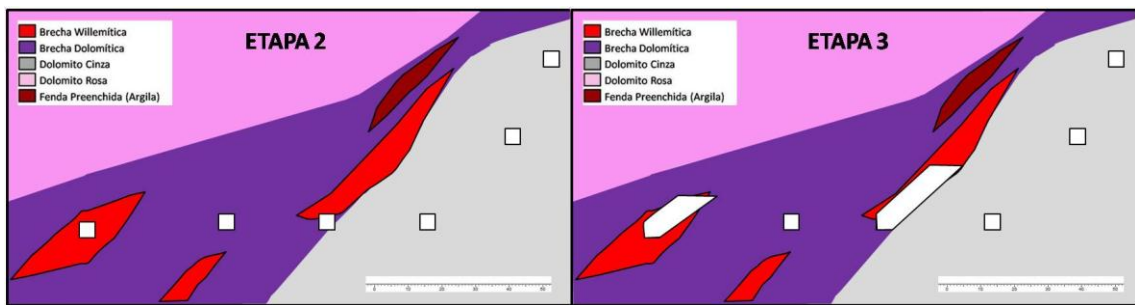
MACIÇO ROCHOSO	DOLOMITOS	MARGAS	BRECHAS DOLOMÍTICAS	BRECHAS WILLEMÍTICAS	
MODELO CONTÍNUO	$\sigma_c$ (Mpa)	124	35	101	108
	GSI	70	70	50	50
	mi	9	6	9	9
	D	0,8	0,8	0,8	0,8
	$E_i$ (Gpa)	56	6	55	63
	mb	1,5	1	0,5	0,5
	s	0,01	0,01	0,0005	0,0005
	a	0,5	0,5	0,5	0,5
$E_{eq}$ (Gpa)	16,4	1,8	5	5,8	
MODELO DESCONTÍNUO	$\sigma_c$ (Mpa)	124	35	101	108
	GSI	90	90	80	80
	mi	9	6	9	9
	D	0,8	0,8	0,8	0,8
	$E_i$ (Gpa)	56	6	55	63
	mb	5	4,2	2,7	2,7
	s	0,22	0,33	0,05	0,05
	a	0,5	0,5	0,5	0,5
$E_{eq}$ (Gpa)	30,3	5,8	23,3	26,7	

Os perfis 13225 e 13300 foram divididos em seções superiores e inferiores, ou seja, em quatro seções de análise, sendo duas seções entre os níveis 345 e 300, e outras duas entre os níveis 210 e 300. Todas as seções tem orientação de NW para SE, aproximadamente. A divisão dos perfis foi feita devido a necessidade de tornar o modelo menos complexo, e dividir em duas regiões de tensões *in-situ*. As seções superiores são analisadas com as tensões atuantes no ponto inferior, nível 300, à 350,00 m de profundidade. Já as seções inferiores foram analisadas sob um estado de tensões análogo ao do nível 200, a 450,00 m de profundidade.

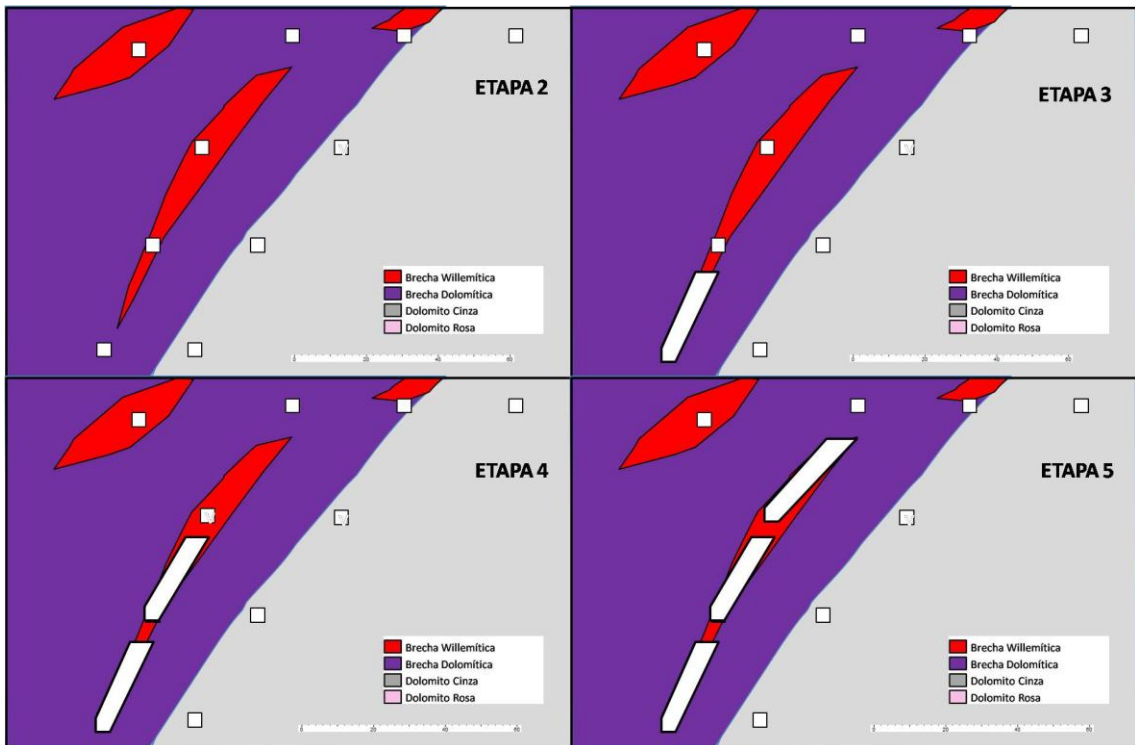
As análises de tensões e deformações induzidas nas escavações projetadas foram simuladas em etapas, de acordo com a ordem de execução. Dessa forma, foi possível analisar as estabilidades das escavações sob as condições de tensões mais próximas da realidade, levando em conta interferências geradas por escavações vizinhas. Além disso, foi possível avaliar premissas básicas para o *design* do realce de lavra, como a possibilidade de aplicação do método de lavra VRM, com ligação direta entre as

galerias de topo e base do realce, e posterior enchimento, ou se há a necessidade de se projetar um *sill-pillar*, e qual a espessura necessária.

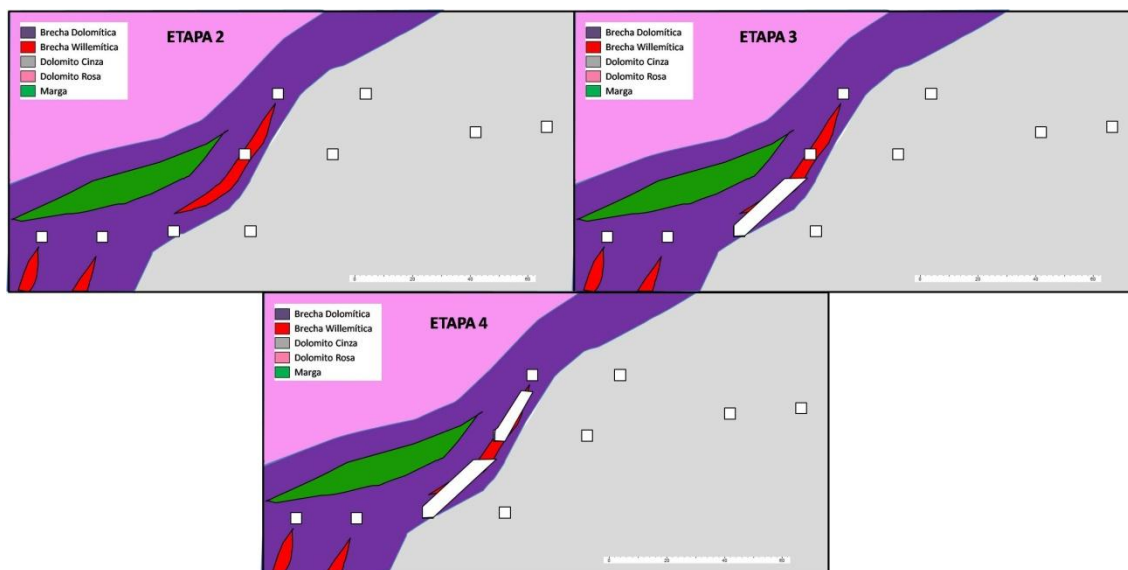
A seguir, na Figura 8-11, Figura 8-12, Figura 8-13 e Figura 8-14, são ilustrados os modelos geológicos e escavações para as seções superiores e inferiores dos perfis 13225 e 13300, com as soluções finais para o *design* dos realces de lavra. As etapas de análise são apresentadas a partir da escavação das galerias (etapa 2), sendo que a primeira etapa de análise consiste na distribuição de tensões no maciço rochoso sem as escavações.



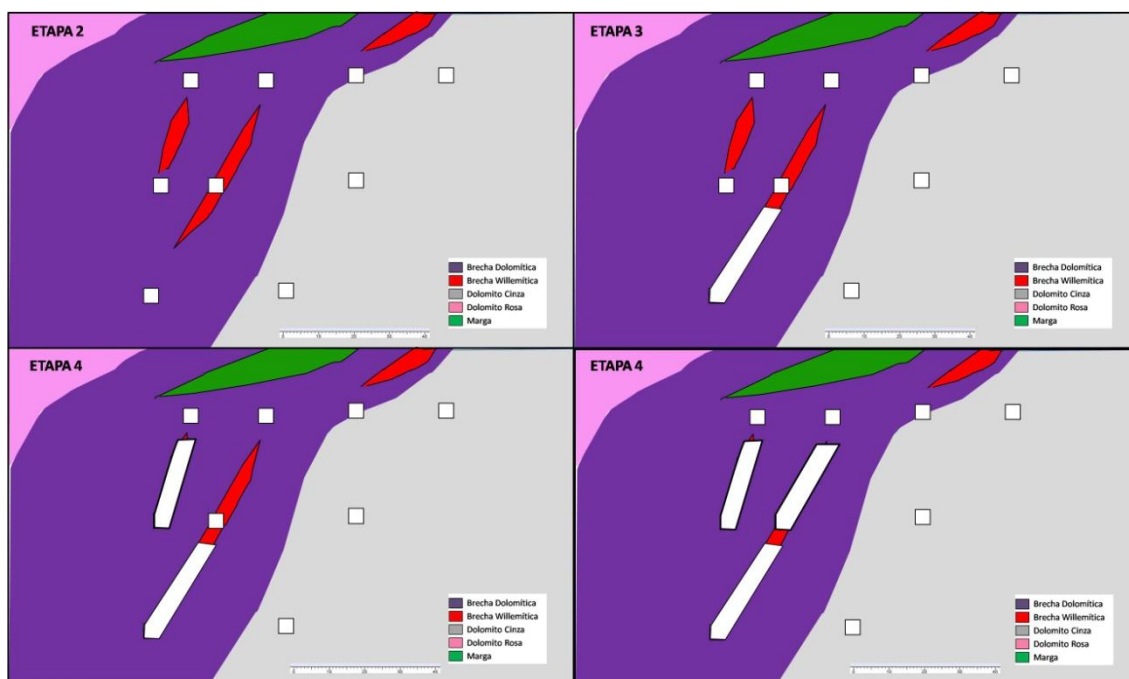
**Figura 8-11:** Interpretação geológica do perfil 13225, na porção superior, entre níveis 300 e 345, e seqüência de escavações.



**Figura 8-12:** Interpretação geológica do perfil 13225, na porção inferior, entre níveis 210 e 300, e seqüência de escavações.



**Figura 8-13:** Interpretação geológica do perfil 13300, na porção superior, entre níveis 300 e 345, e seqüência de escavações.



**Figura 8-14:** Interpretação geológica do perfil 13300, na porção inferior, entre níveis 240 e 300, e seqüência de escavações.

A partir dos dados das relações entre tensões verticais ( $\sigma_v$ ) e tensões horizontais ( $\sigma_H$  e  $\sigma_h$ ) demonstrado no capítulo de revisão bibliográfica (item 4.6) sendo  $\sigma_v = \sigma_H = 1,4 \sigma_h$ ,

foram admitidas as tensões *in-situ* de  $\sigma_v = \sigma_H = 9,5$  MPa e  $\sigma_h = 7$  MPa para as seções superiores, e  $\sigma_v = \sigma_H = 12$  MPa e  $\sigma_h = 8,5$  MPa para as seções inferiores.

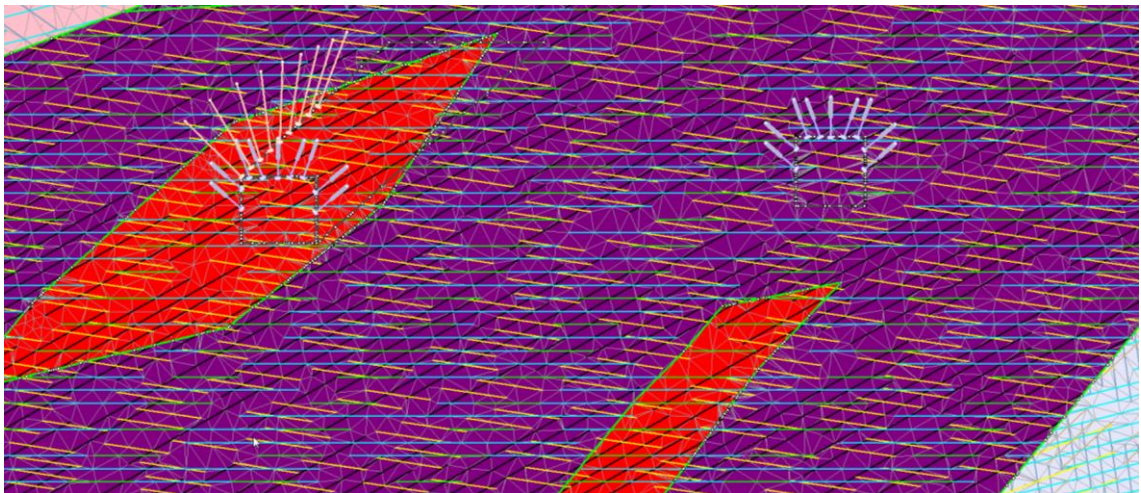
O modelo constitutivo de deformações adotado foi o elasto-plástico, com parâmetros geotécnicos residuais dos maciços rochosos estimados com base em valores relatados por Crowder e Bawden (2006), obtidos através do GSI do material. Para os materiais com GSI acima de 70, os parâmetros residuais de Hoek-Brown admitidos são  $m_r$  igual a 1,  $s$  igual a 0, e dilatância de 0. Já os materiais com GSI menor que 50, admitem valores de  $m_r$  igual a  $0,5 \times m_b$ ,  $s$  igual a 0, e dilatância também 0. Vale lembrar que a obtenção dos parâmetros geotécnicos residuais, ou pós-pico, dos maciços rochosos é extremamente difícil e a melhor forma de aquisição desses dados seria através de instrumentação, não existente na Mina de Vazante, e posteriores retroanálises.

A fim de simular o efeito das deformações ocorridas antes da instalação dos tirantes nas galerias, foi admitida uma pressão interna, contra as paredes, no valor de 50% das tensões induzidas externamente às escavações, no momento da instalação dos tirantes. Dessa forma, os tirantes começam a atuar após a metade da deformação já ter ocorrido, e simula uma situação mais próxima à realidade. Os cabos são instalados previamente em relação à escavação do realce de lavra, logo não foi necessária a adoção de cargas nas paredes dos mesmos.

O deslocamento total crítico corresponde ao valor de deslocamento no maciço rochoso a partir do qual se iniciam os processo de deslocamentos que, para este trabalho, foi considerado o valor igual a 2,00 cm. Esse valor parte dos estudos elaborados por Charbel (2015), com base em retroanálises de realces com grande diluição operacional, chegando a valores de até 60%, no nível 388 da Mina de Vazante.

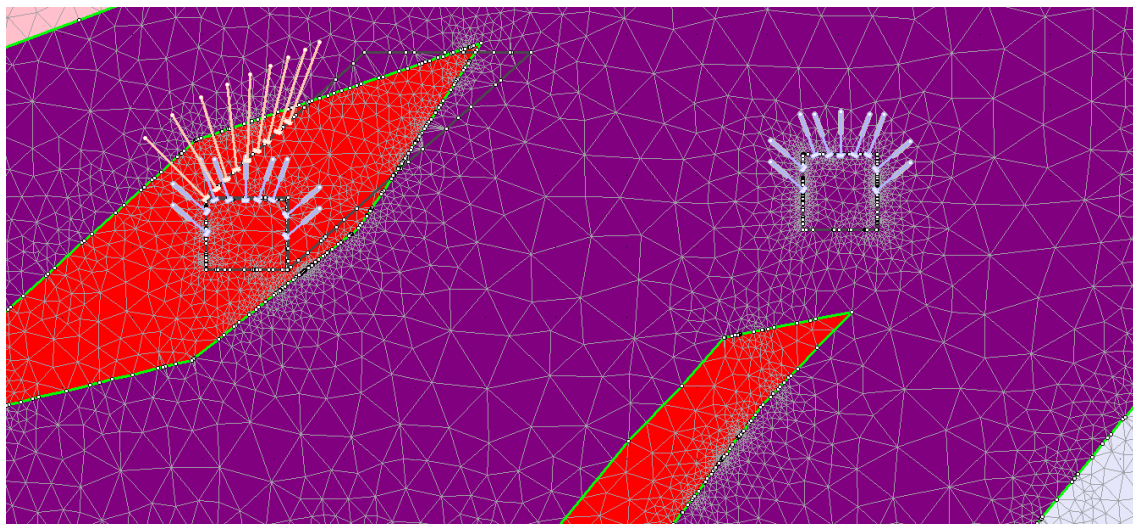
As características dos tirantes e cabos utilizados para contenção das escavações nas análises por elementos finitos, são as mesmas utilizadas na análise cinemática de cunhas.

As malhas de elementos finitos utilizadas nas análises para os meios descontínuos seguiram um padrão, sendo que a discretização dos meios utilizou os pontos de intercepto das descontinuidades, entre si, e pontos de intercepto dessas com as paredes das escavações e contatos litológicos. Além disso, foram criados pontos adicionais ao longo das linhas das descontinuidades, contatos litológicos, paredes das escavações e elementos de contenção, onde foi verificada uma distância maior que 0,50 m entre os pontos pré-estabelecidos. A Figura 8-15 exemplifica a metodologia utilizada para a discretização e construção da malha de elementos finitos para análises em meios descontínuos.



**Figura 8-15:** Modelo geológico-geotécnico descontínuo, evidenciando o padrão da malha de elementos finitos.

Já as malhas adotadas para os modelos em meios contínuos equivalentes seguiram um padrão mais simplório, com a distância entre pontos de discretização sendo pré definida, e com o adensamento dos pontos nas paredes das escavações, contatos litológicos e ao longo dos elementos de contenção, como pode ser visto na Figura 8-16.



**Figura 8-16:** Modelo geológico-geotécnico contínuo, evidenciando o padrão da malha de elementos finitos.

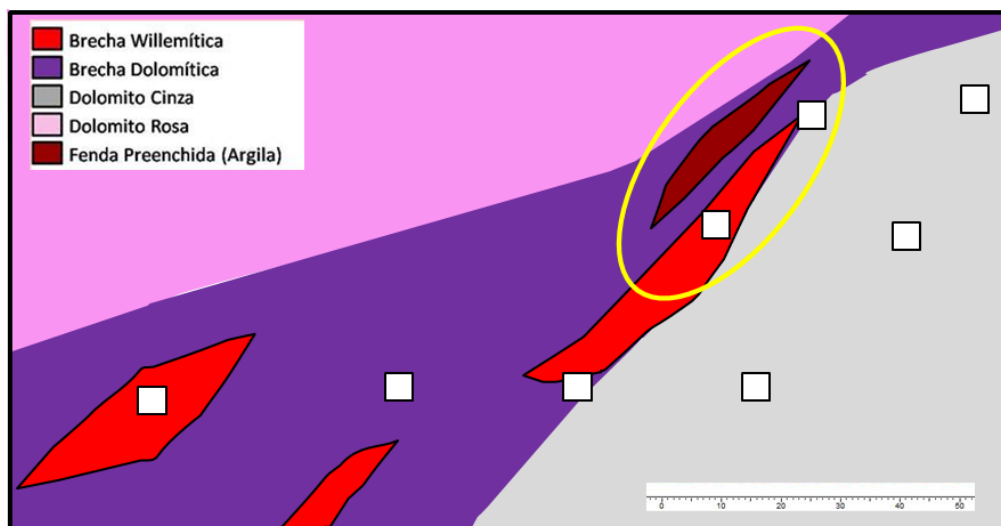
### 8.3.1. ANÁLISES DAS GALERIAS DE MINÉRIO (GM)

Todas as galerias de minério (GM) projetadas na área de estudo foram analisadas quanto à sua estabilidade, através da avaliação dos deslocamentos totais ocorridos nos maciços rochosos no entorno das escavações, em meios contínuos e meios descontínuos. Esses deslocamentos ocorrem devido ao rearranjo das tensões locais, que se concentram em certas regiões da escavação, de acordo com a forma da abertura, e propriedades elasto-plásticas dos maciços rochosos envolvidos.

Os resultados de todas as análises são dispostos no Anexo VII, e, a seguir, são apresentados as análises de estabilidade e contenções dos locais estudados mais críticos e didáticos, para uma melhor compreensão das diferenças entre as análises por meios contínuos e por meios descontínuos.

O local mais crítico geotecnicamente se encontra entre os níveis 326 e 345 do perfil 13225, na região de capa do corpo de minério, onde foi constatada, através das sondagens, a presença de uma fenda, possivelmente preenchida por lama sob alta pressão, que é destacada na Figura 8-17.

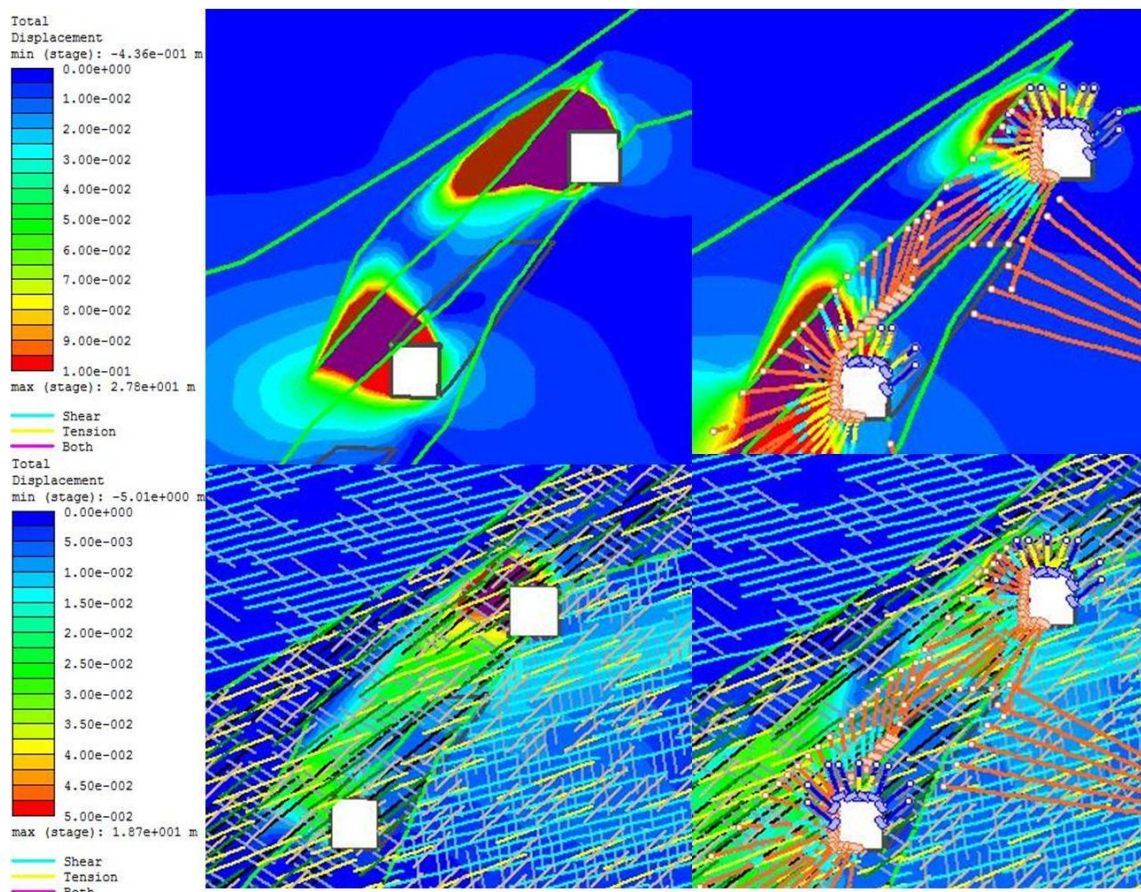




**Figura 8-17:** Porção superior do perfil 13225 interpretado, com foco nas galerias de minério dos níveis 345 e 326.

A proximidade da fenda em relação às galerias 345 GM e 326 GM gerou uma condição de instabilidade nas escavações, conforme esperado, decorrente do acúmulo de tensões no maciço rochoso de má qualidade, entre a fenda e a galeria. De maneira geral, os deslocamentos totais superaram 10,00 cm, na análise em meios contínuos, enquanto que nas análises em meios descontínuos, os deslocamentos na galeria 345 GM superaram 5,00 cm atingiram 3,50 cm na galeria 326 GM.

Após a simulação do efeito das instalação de cabos e tirantes para conter os deslocamentos ocasionados pelo acúmulo de tensões, chegou-se à conclusão de que não seria possível atingir um nível de segurança aceitável para as operações de mina, utilizando as metodologias usuais de contenção na Mina de Vazante. Na análise feita em meios contínuos, os deslocamentos verificados após a aplicação do suporte pouco se alteraram em relação à análise sem os tirantes e cabos. A aplicação de técnicas mais robustas e onerosas de estabilização, não seriam economicamente viáveis, levando em consideração que o corpo de minério tem pouca potência e que as galerias de minério são temporárias. A Figura 8-18 mostra as análises feitas nas galerias 345 e 326 do perfil 13225, por meios contínuos e descontínuos.



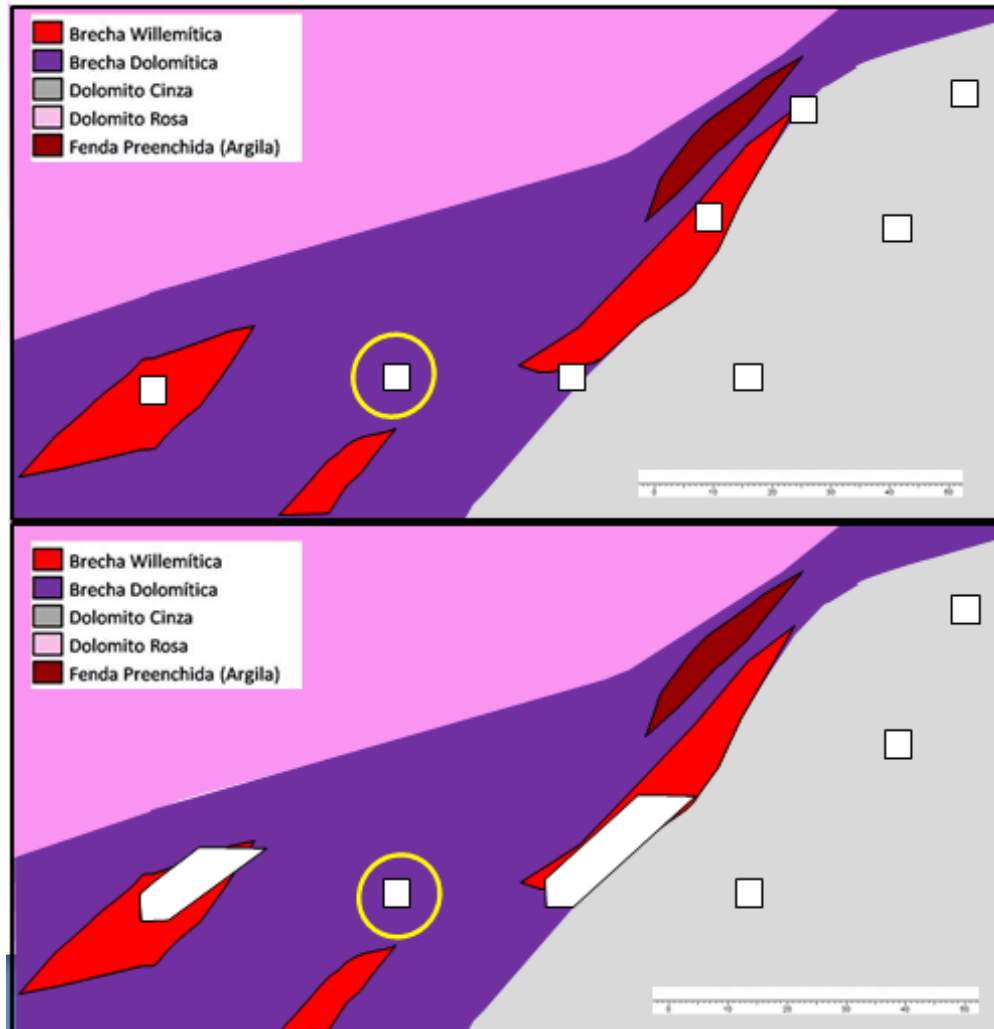
**Figura 8-18:** Análises por elementos finitos das galerias 326 GM e 345 GM, no perfil 13225 . Acima, as análises por meios contínuos, e, abaixo, as análises por meios descontínuos.

Ainda no perfil 13225, na galeria 300 GM2, longe da área de influência da fenda, as análises por elementos finitos indicaram que a malha de tirantes adotada consegue absorver de forma eficiente as tensões induzidas pelas escavações. Dessa forma, os deslocamentos também são reduzidos, abaixo de 2,00 cm nas duas análises, por meios contínuos e descontínuos.

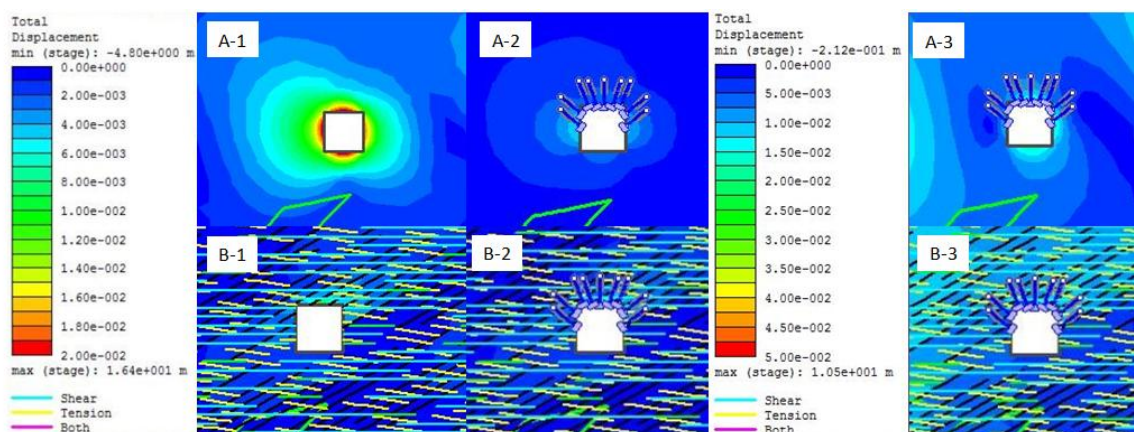
Comparando os resultados das análises em meios contínuos e em meios descontínuos, fica claro que o primeiro método apresenta deslocamentos maiores, na análise da escavação sem os tirantes, com valores superando 2,00 cm em pontos no teto e nas laterais. Nas análises feitas com meios descontínuos, no entanto, esses deslocamentos se limitaram a 1,50 cm. A Figura 8-19 apresenta os resultados da análise da escavação sem



os tirantes, e da análise com os tirantes, no momento de instalação dos mesmos (com 50% dos deslocamentos já ocorridos) e na etapa seguinte à aplicação do suporte.



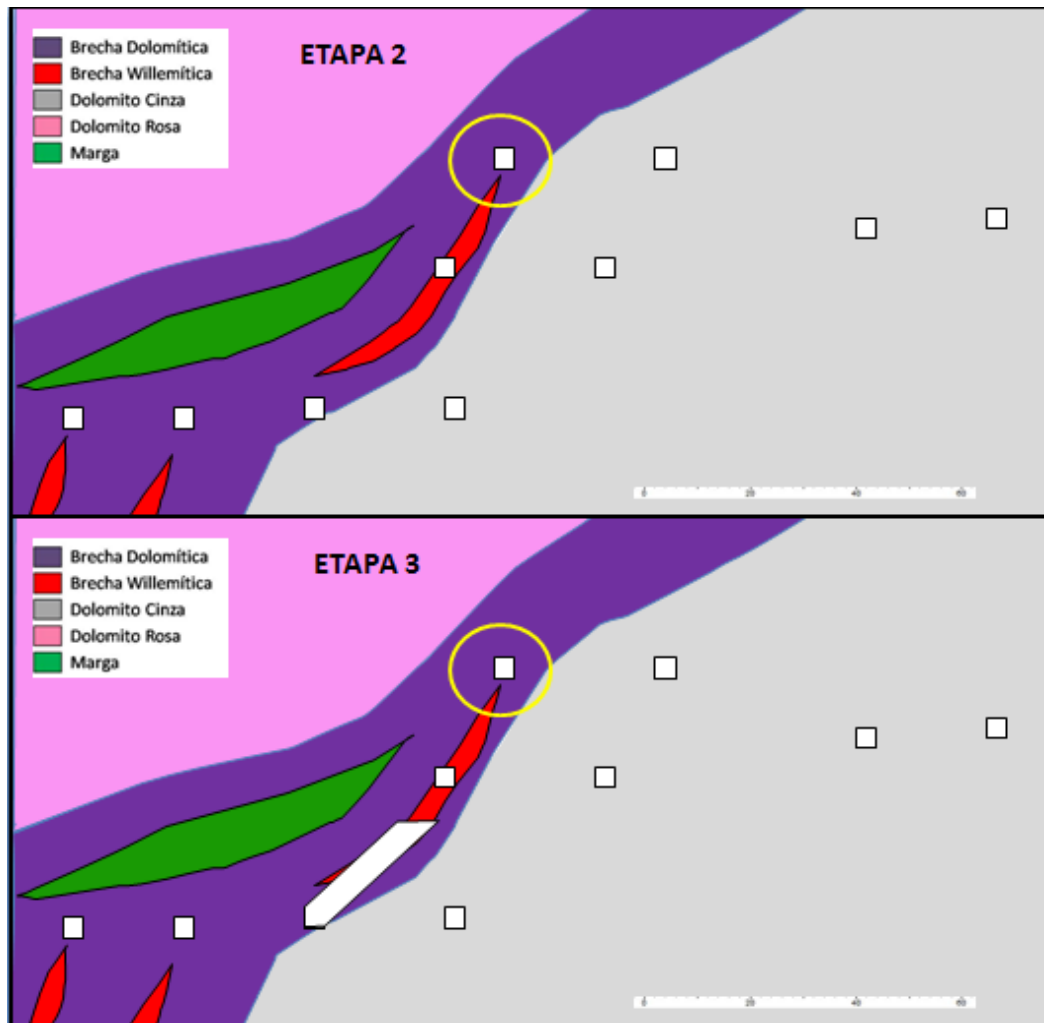
**Figura 8-19:** Porção superior do perfil 13225 interpretado, com foco na galeria de minério do nível 300, antes e depois da escavações dos realces de lavra.



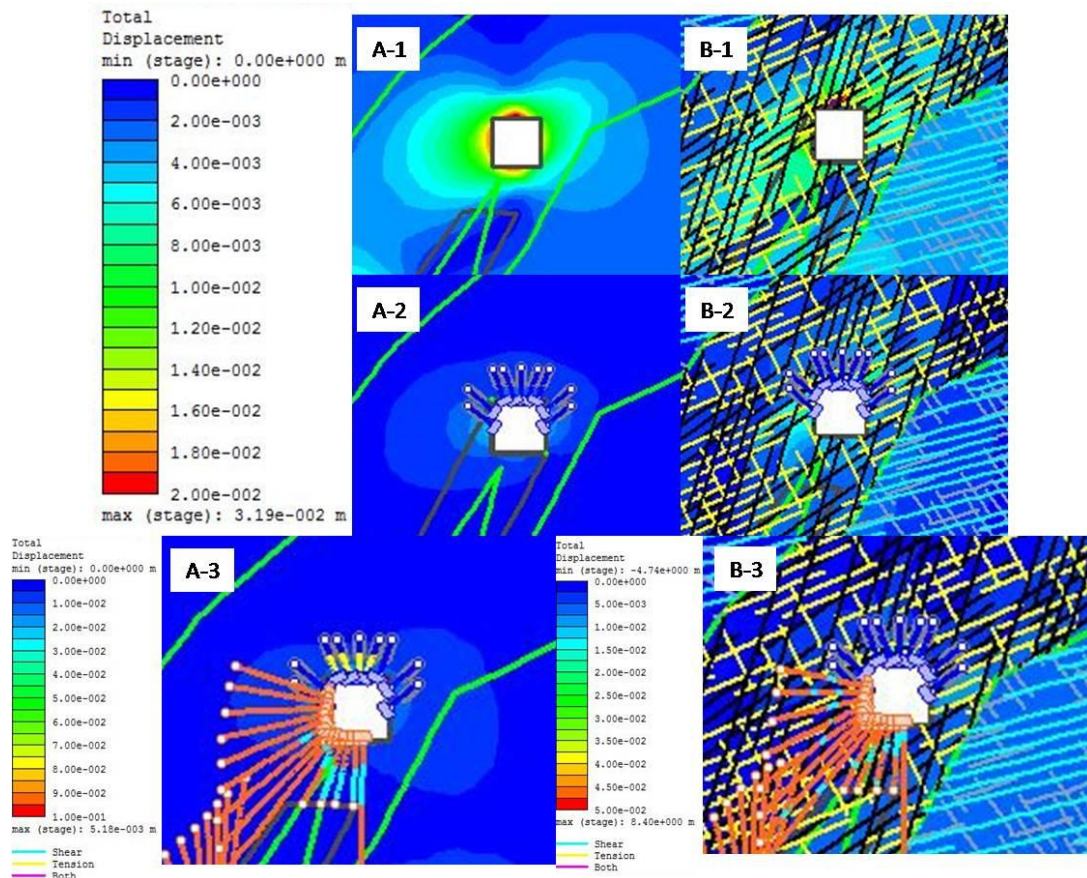
**Figura 8-20:** Análises por elementos finitos da galerias 300 GM2, no perfil 13225. Acima, as análises por meios contínuos, e, abaixo, as análises por meios descontínuos. A-1 é a análise da galeria sem os tirantes, e A-2 e A-3 são as análises com os tirantes, no momento da instalação e pós instalação, respectivamente.

Passando para as análises feitas no perfil 13300, a galeria 345 GM foi avaliada em duas etapas, logo após a sua escavação, e logo após a escavação do realce inferior, entre os níveis 300 e 326, como pode ser verificado na Figura 8-21. Os resultados obtidos na galeria 345 GM são similares para os dois métodos, nas análises por meios contínuos e descontínuos, alcançando deslocamentos que, pontualmente, superam os 2,00 cm, avaliando os deslocamentos ocorridos na aplicação dos tirantes.

Após a aplicação do suporte, os deslocamentos verificados, para os dois métodos, ficaram abaixo de 1,50 cm. As análises por meios contínuos mostraram que os tirantes foram bastante tensionados, conforme pode ser verificado na Figura 8-22.



**Figura 8-21:** Porção superior do perfil 13300 interpretado, com foco na galeria de minério do nível 345, no momento da instalação e pós a instalação dos tirantes.



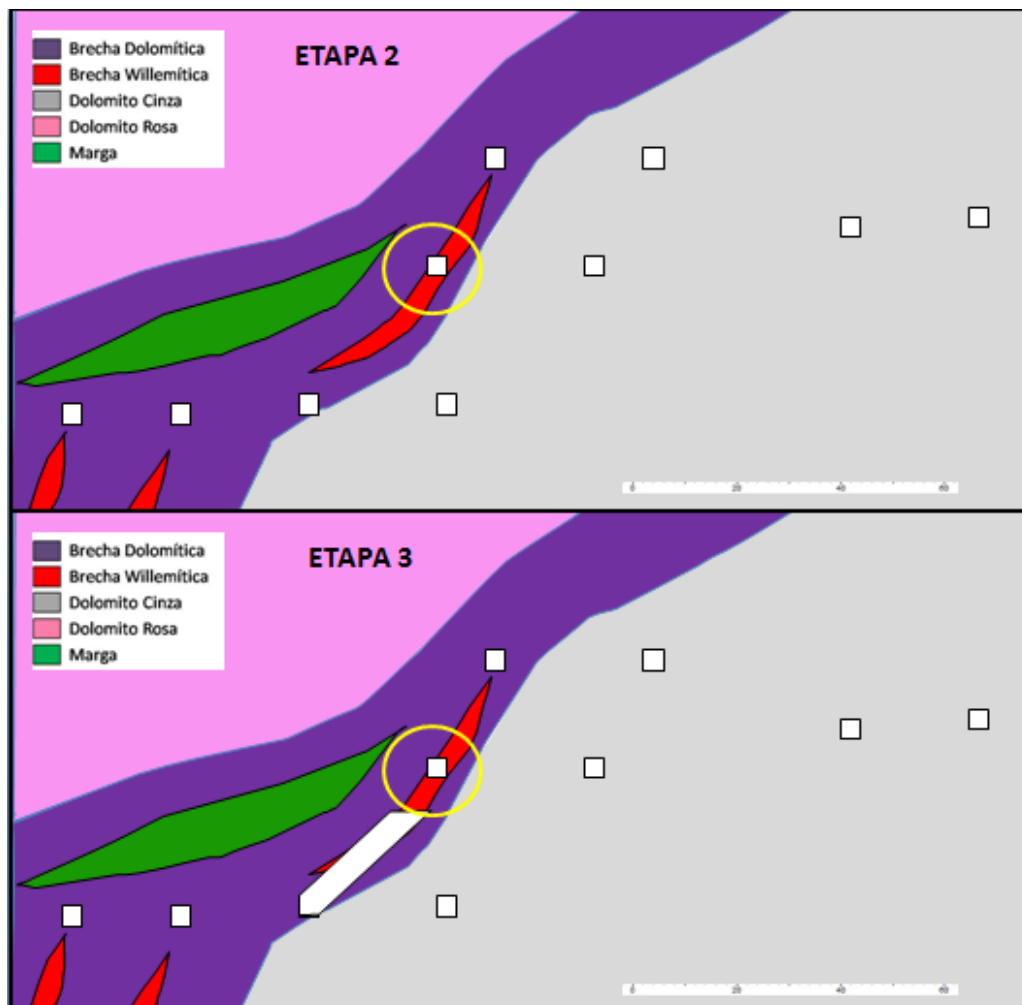
**Figura 8-22:** Análises por elementos finitos da galeria 345 GM, no perfil 13300. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. A-1 e B-1 são as análises da galeria sem os tirantes, enquanto A-2 e A-3, e B-2 e B-3, são as análises com os tirantes, no momento da instalação e pós instalação,

Localizada logo abaixo da galeria 345 GM, a galeria 326 GM se encontra em contexto semelhante, com a diferença de que há a presença de um pacote de marga logo acima da escavação, conforme destacado na Figura 8-23. Os resultados das análises por meios contínuos e descontínuos apresentaram semelhanças, com deslocamentos superando 2,00 cm no teto da galeria.

Observando as zonas de deformação formadas nas escavações sem suporte, é notório que a interação entre as discontinuidades e os blocos de rocha, reproduzida na análise descontínua, detalha com muito mais eficiência onde se darão os maiores acúmulos de tensão. Nessa análise, os deslocamentos mais acentuados são verificados dentro de uma

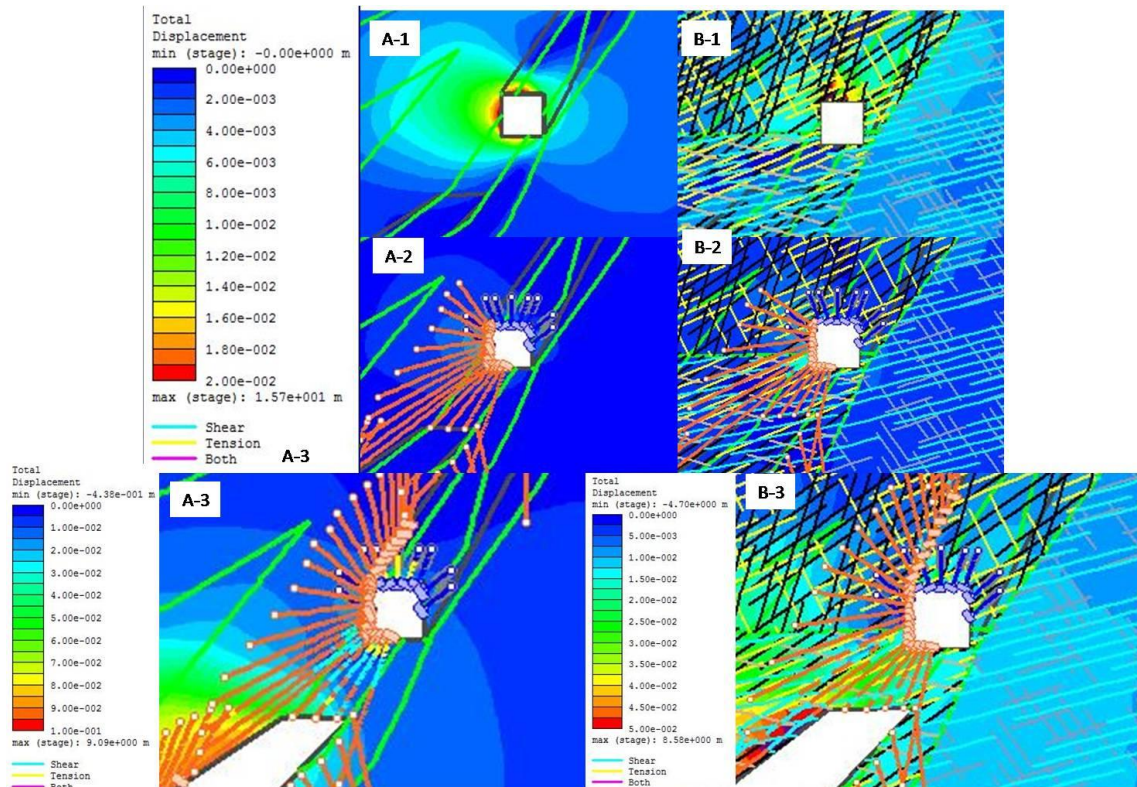
forma de cunha formada no teto, que se assemelha às cunha verificadas nas análises por blocos chave.

Nas análises feitas após a instalação dos tirantes, os deslocamentos verificados ficam abaixo dos 2,00 cm, validando a eficiência do sistema de reforço, como pode ser visto na Figura 8-24.



**Figura 8-23:** Porção superior do perfil 13300 interpretado, com foco na galeria de minério do nível 326, no momento da instalação e pós a instalação dos tirantes.



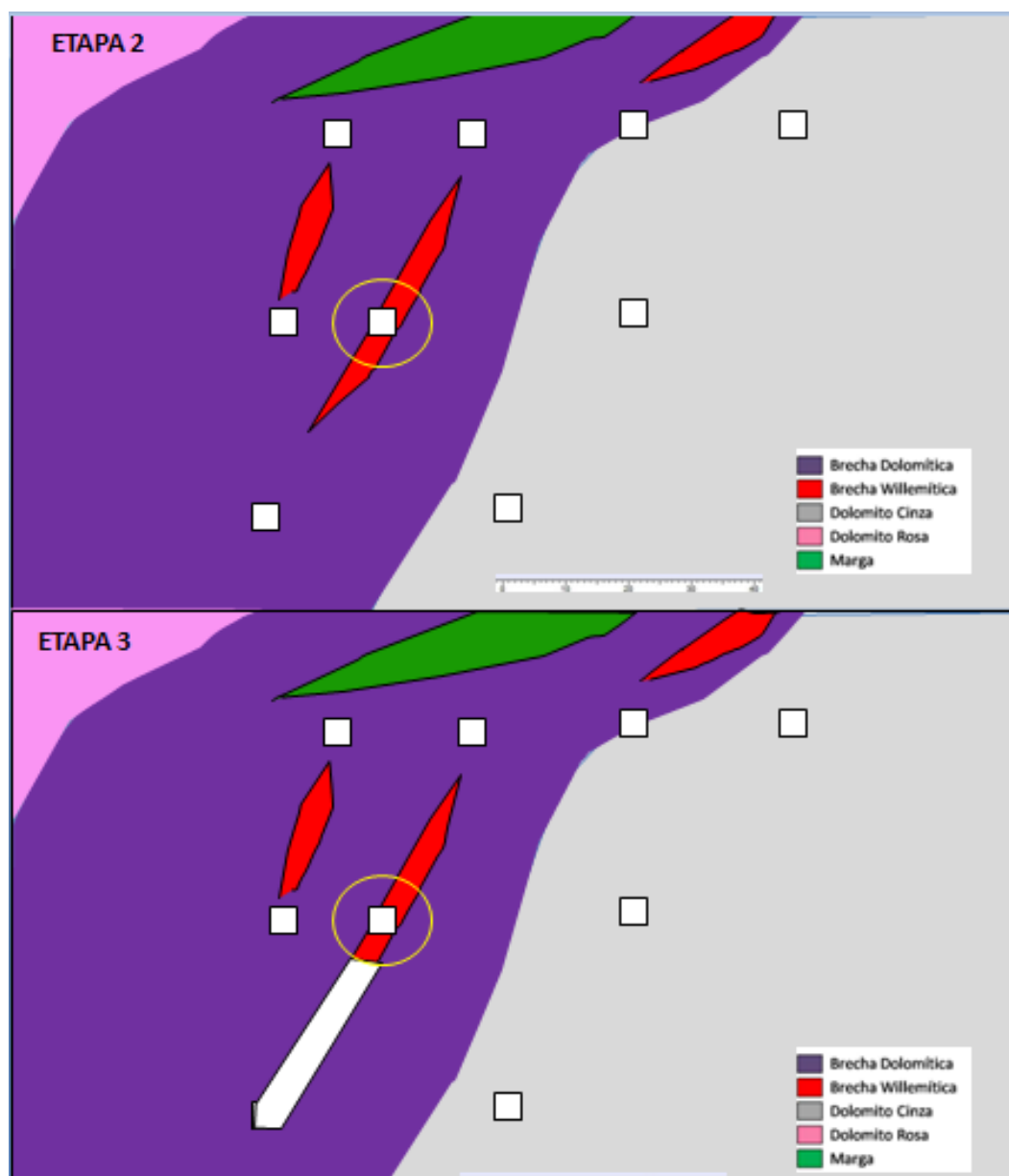


**Figura 8-24:** Análises por elementos finitos da galeria 326 GM, no perfil 13300. À esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. A-1 e B-1 são as análises da galeria sem os tirantes, enquanto A-2 e A-3, e B-2 e B-3, são as análises com os tirantes, no momento da instalação e pós instalação, respectivamente.

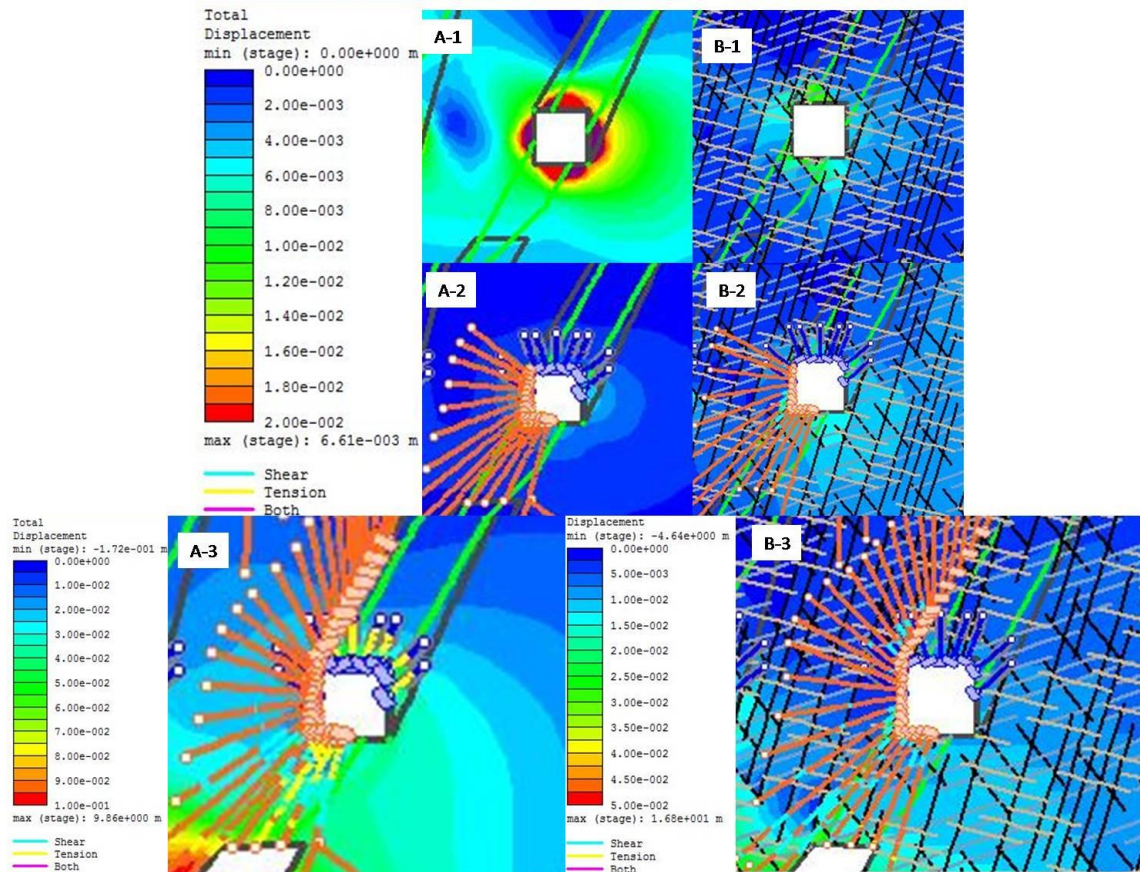
Nas análises da galeria 270 GM, no perfil 13300, foi possível constatar diferenças maiores entre os resultados para meios contínuos e para meio descontínuos. Como pode ser visto na Figura 8-25, foi dado foco ao resultado das análises logo após a escavação da galeria, e logo após a escavação do realce inferior, entre os níveis 240 e 270. Os padrões de deslocamentos em cunha também são verificados para as análises descontínuas, mas estão limitados a 1,50 cm, enquanto que, nas análises contínuas, esses valores superam os 2,00 cm em todos os pontos da galeria.

Os valores dos deslocamentos após a instalação dos tirantes ficaram abaixo de 1,00 cm na análise com discontinuidades, e entre 2,50 e 3,00 cm na análise contínua. Dessa forma, o sistema de suporte para as galerias de minério do nível 270, no perfil 13300,

atingiu eficiência satisfatória em uma análise, mas na outra análise não foi possível atingir a eficiência esperada. A análise comparativa dos resultados obtidos para galeria 270 GM, no perfil 13300, pode ser visualizada na Figura 8-26.



**Figura 8-25:** Porção inferior do perfil 13300 interpretado, com foco na galeria de minério do nível 270, no momento da instalação e pós a instalação dos tirantes.



**Figura 8-26:** Análises por elementos finitos da galeria 270 GM, no perfil 13300. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. A-1 e B-1 são as análises da galeria sem os tirantes, enquanto A-2 e A-3, e B-2 e B-3, são as análises com os tirantes, no momento da instalação e pós instalação, respectivamente.

Os resultados obtidos nas análises por elementos finitos, em meios contínuos e meios descontínuos, podem ser vistos resumidamente na Tabela 8-2.



**Tabela 8-2:** Tabela resumo com as características dos maciços rochosos, resultados das análises e sistema de suporte, das galerias de minério.

Galeria	Rocha	Descontinuidades presentes			*FS das Cunhas (Blocos Chave)	**Deslocamentos Totais (elementos finitos)		Design das Escavações / Sistema de Suporte
		Espaçam. (m)	Orientação	Classe		Meios Contínuos	Meios Descontínuos	
13225	GM-210, GM-240, GM-270 /BXD /BXW	0,5	316/68	LA	Entre 1,4 e 2,2	Sem: 3 a 3,5 cm Com: 2 a 2,5 cm	Sem: 1,5 a 2,0 cm Com: < 1 cm	*Tirantes: 3,00 m (Bulbo = 1,0 m), D= 20 mm, Resistência à tração=270 KN, Espaçamento de 1,5 m entre planos
		1,0	045/60	LA				
		1,0	341/64	RCAJ2				
	GM-300, GM-326, GM-345 /BXD /BXW	0,5	316/38	RCAJ1	Entre 1,4 e 2,2	Sem: 3 a 3,5 cm Com: 1 a 1,5 cm	Sem: 1,5 a 2,0 cm Com: < 1 cm	
		1,0	136/42	LCAJ3				
		0,5	316/39	LA				
13300	GM-210, GM-240, GM-270 /BXD /BXW	0,5	316/78	LA	Entre 1,4 e 2,2	Sem: 3,5 a 4 cm Com: 2 a 2,5 cm	Sem: 1,5 a 2,0 cm Com: < 1 cm	
		2,0	045/60	LA				
		1,0	316/25	LCAJ2				
		1,0	267/81	RCAJ1				
		2,0	136/30	RCAJ2				
	GM-300, GM-326, GM-345 /BXD /BXW	0,5	316/45	LA	Entre 1,4 e 2,2	Sem: 3 a 3,5 cm Com: 2 a 2,5 cm	Sem: 2,5 a 3 cm Com: 1,5 a 2 cm	
		1,0	316/81	LCAJ2				
		3	136/70	LCAJ3				
		1	267/81	RCAJ1				
		1	136/30	RCAJ1				

\* Fator de Segurança após a aplicação do sistema de suporte

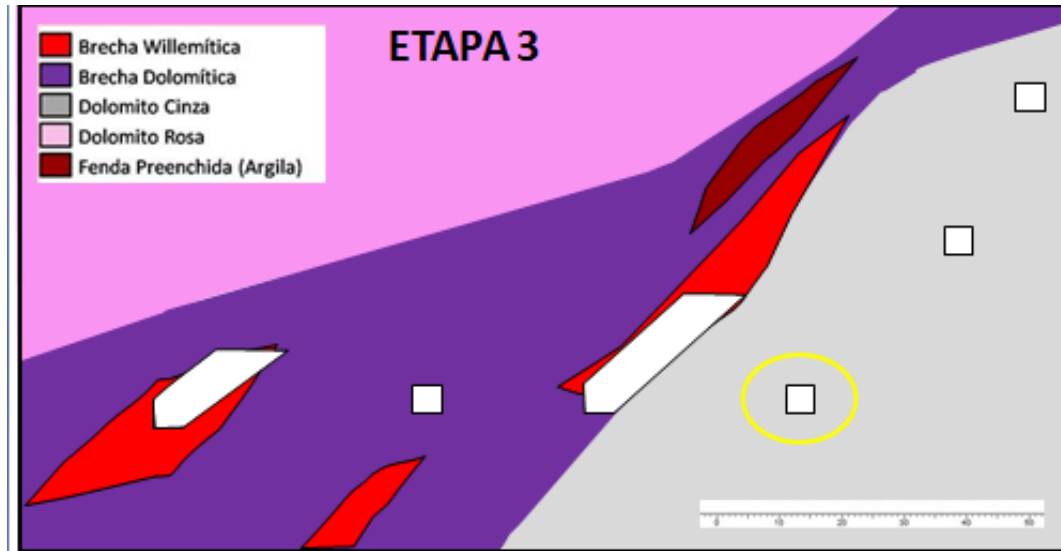
\*\* Deslocamentos sem e com a instalação do sistema de suporte

### 8.3.2. ANÁLISES DAS GALERIAS DE TRANSPORTE (GT)

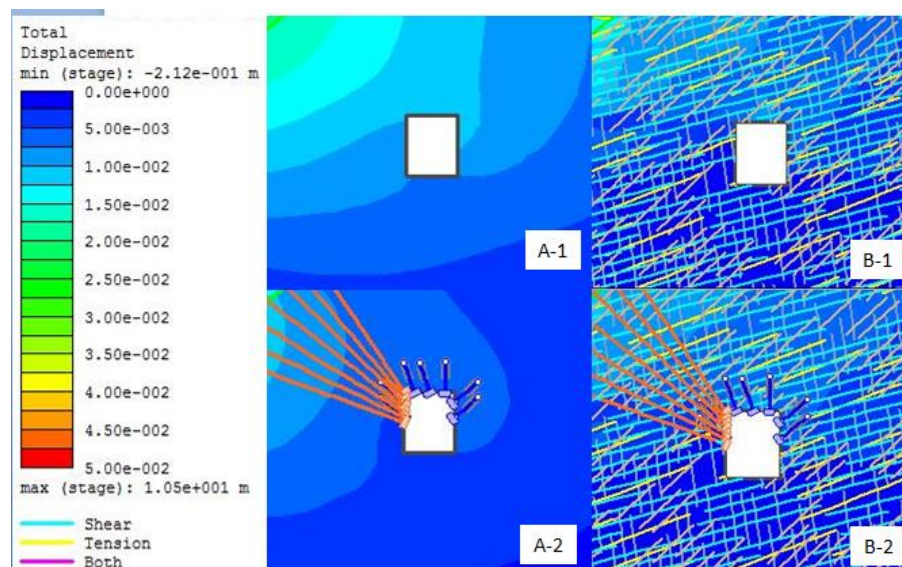
O transporte do minério desmontado é efetuado, no primeiro momento, através da galeria de transporte (GT), localizada paralelamente à galeria de minério (GM), geralmente na lapa da falha. As GM e GT são ligadas por travessas, por onde o minério é acessado, para carregamento e transporte pelas galerias de transporte, e depois pelas rampas de acesso. Portanto, as GT são utilizadas por períodos prolongados durante a vida útil da mina, sendo, muitas vezes utilizadas para facilitar o acesso a regiões distantes.

A característica de utilização das GT leva a análises de estabilidade com o foco nos deslocamentos ocorridos a longo prazo, causados pelas escavações sucessivas dos realces de lavra. Logo, os estudos a serem apresentados a seguir mostram a situação da estabilidade após a escavação de todos os realces (situação mais crítica), e o comportamento do sistema de suporte na mesma etapa de análise.

Conforme demonstrado na Figura 8-28, a galeria 300 GT, do perfil 13225, apresenta deslocamentos da ordem de 1,50 cm, nas análises por meios contínuos e meios descontínuos, sem a instalação dos tirantes. Após a aplicação do suporte, esses valores foram reduzidos a 1,00 cm e 1,20 cm.

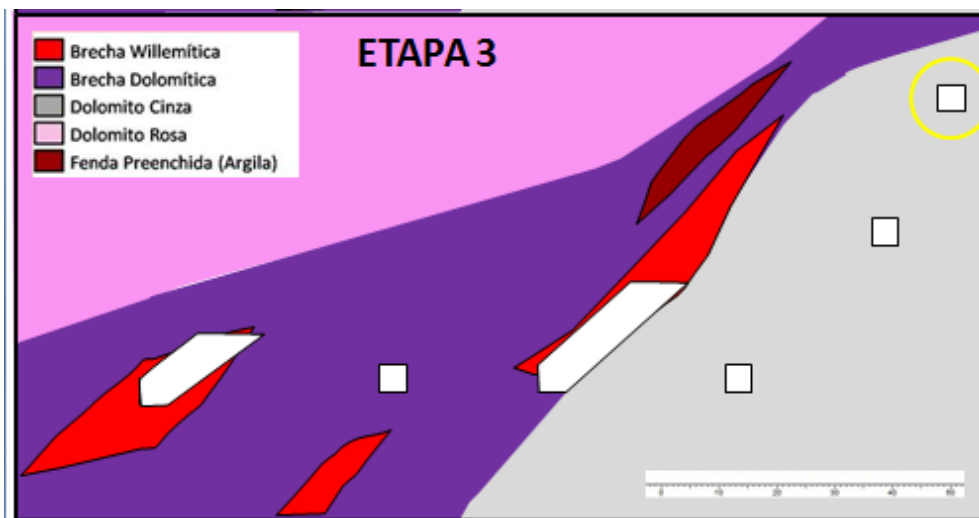


**Figura 8-27:** Porção superior do perfil 13225 interpretado, com foco na galeria de transporte do nível 300, após a escavação do realce da galeria 300 GM.

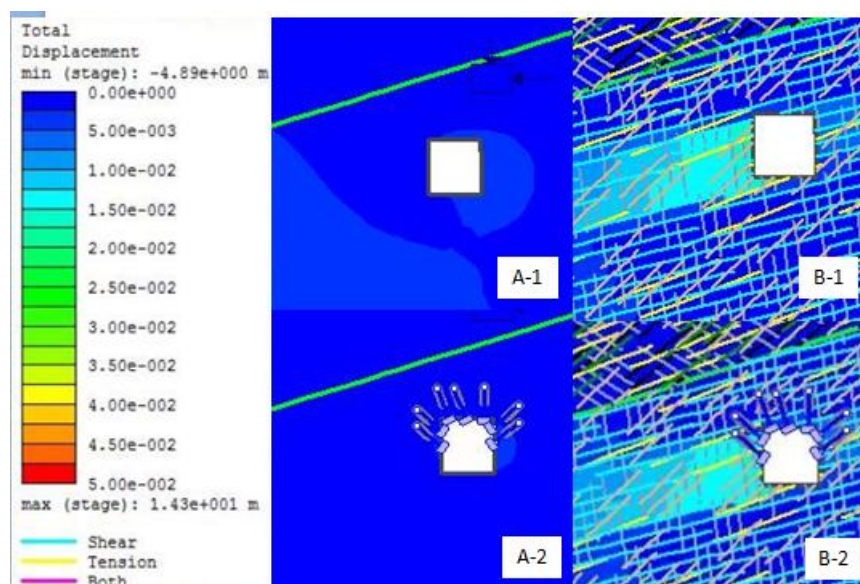


**Figura 8-28:** Análises por elementos finitos da galeria 300 GT, no perfil 13225. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. A-1 e B-1 são as análises da galeria sem os tirantes, enquanto A-2 e B-2, são as análises com os tirantes, na etapa em os maiores valores de tensões são observados.

As análises da galeria de transporte 345 GT, na porção superior do perfil 13225, não apresentaram grandes deslocamentos, já que o realce entre os níveis 326 e 345 não foi projetado, pela proximidade com a fenda. Ficou constatado que, nessa galeria, o sistema de suporte atua muito pouco, já que não foram induzidas grandes tensões no maciço rochoso do entorno da escavação.



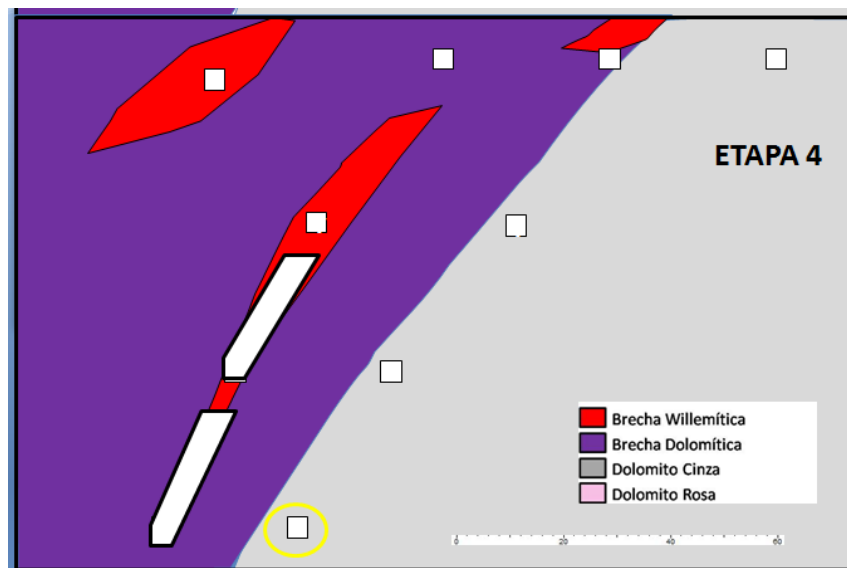
**Figura 8-29:** Porção superior do perfil 13225 interpretado, com foco na galeria de transporte do nível 345, após a escavação do realce da galeria 300 GM.



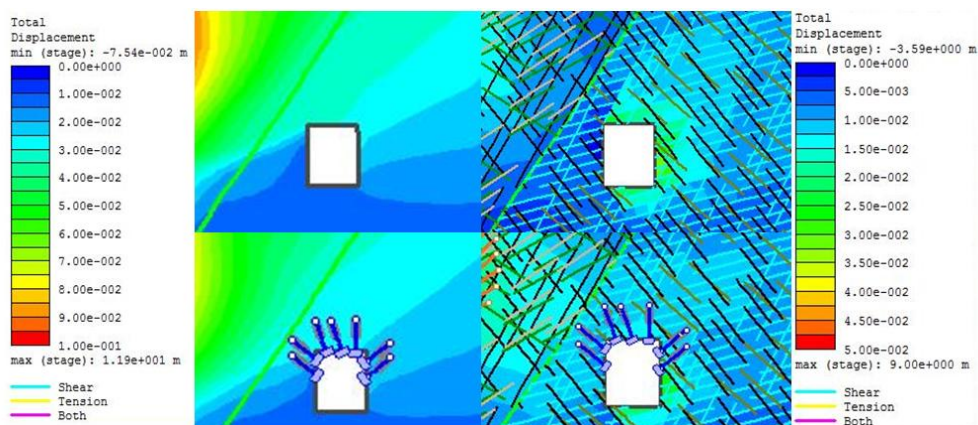
**Figura 8-30:** Análises por elementos finitos da galeria 345 GT, no perfil 13225. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. A-1 e B-1 são as análises da galeria sem os tirantes, enquanto A-2 e B-2, são as análises com os tirantes, na etapa em os maiores valores de tensões são observados.

A galeria de transporte localizada na cota mais inferior do perfil 13225 é a 210 GT, que apresentou valores significativos de deslocamentos para as análises sem a instalação do reforço, por meios contínuos e meios descontínuos, da ordem de 3,00 a 4,00 cm.

Uma vez instalados os tirantes, os deslocamentos verificados na análise das galeria por meios contínuos ficaram entre 2,50 e 3,00 cm, enquanto que na análise por meio descontínuo, os deslocamentos ficaram restritos a 1,50 cm.



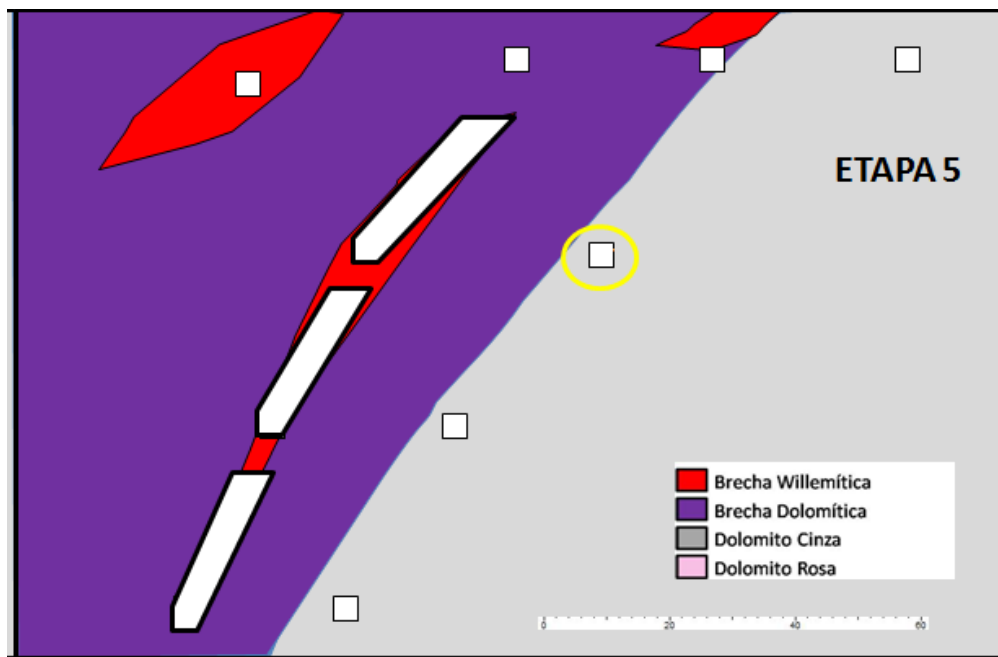
**Figura 8-31:** Porção inferior do perfil 13225 interpretado, com foco na galeria de transporte do nível 210, após a escavação dos realces entre as galerias 210 GM e 240 GM, e entre 240 GM e 270 GM.



**Figura 8-32:** Análises por elementos finitos da galeria 300 GT, no perfil 13225. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises da galeria sem os tirantes, enquanto que, abaixo, estão as análises com os tirantes, na etapa em os maiores valores de tensões são observados.

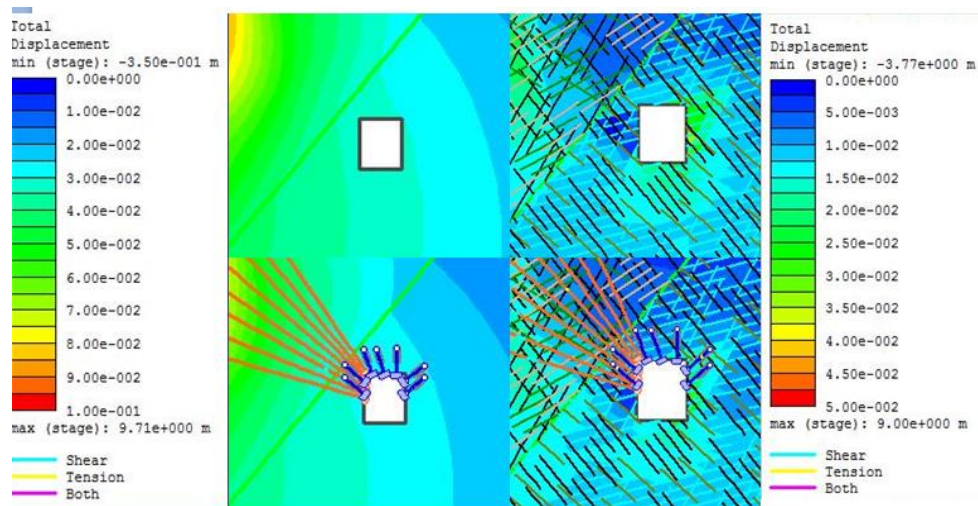
As análises por elementos finitos para a galeria 270 GT, no perfil 13225, mostraram que os deslocamentos induzidos na escavação, sem o suporte, são semelhantes aos observados na análise da 210 GT, no mesmo perfil, com valores entre 3,00 e 4,00 cm.

Os deslocamentos observados, com os tirantes aplicados, também são similares aos das análises da galeria 210 GT, variando entre 2,50 a 3,00 cm no modelo contínuo, e , no máximo, 1,50 cm no modelo descontínuo.



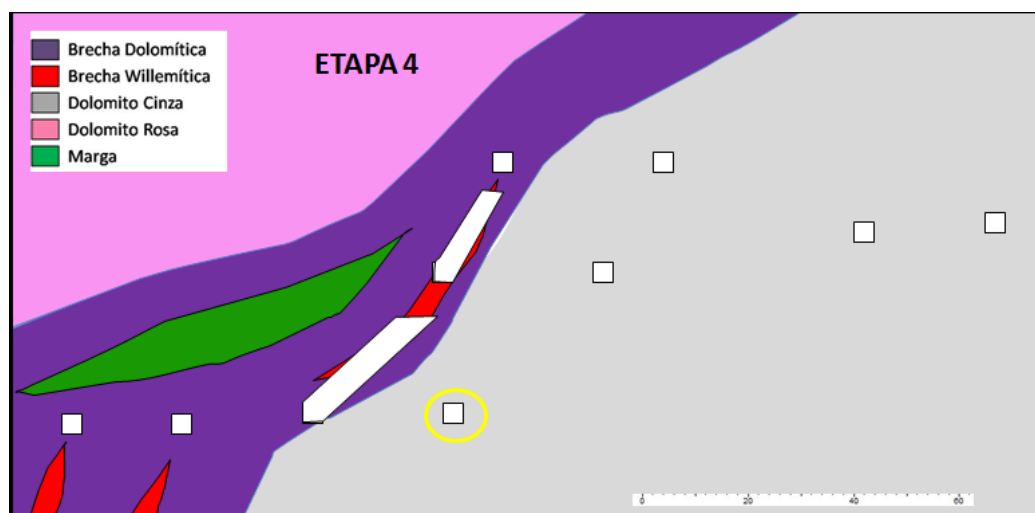
**Figura 8-33:** Porção inferior do perfil 13225 interpretado, com foco na galeria de transporte do nível 270, após a escavação dos realces entre as galerias 210 GM e 240 GM, entre 240 GM e 270 GM e entre 270 GM e 300 GM.



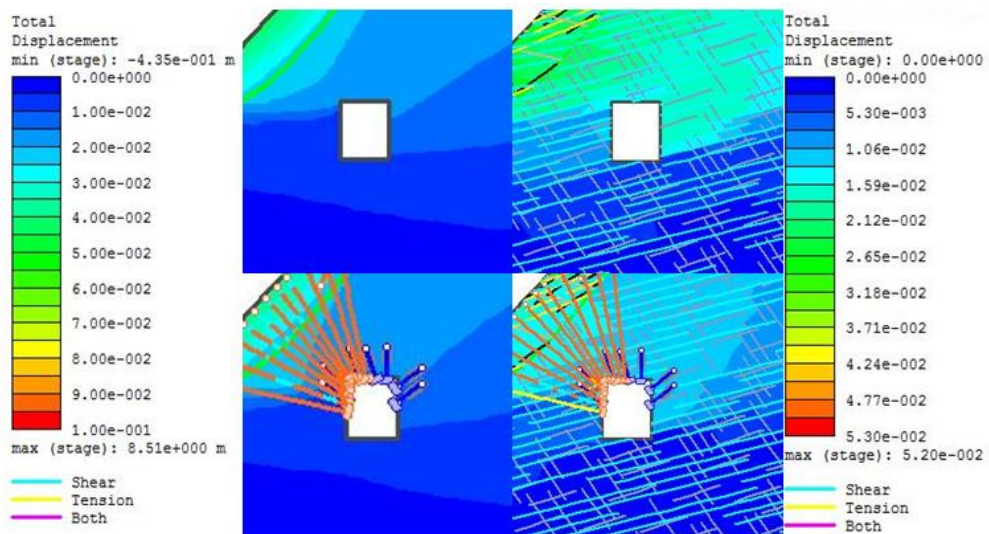


**Figura 8-34:** Análises por elementos finitos da galeria 270 GT, no perfil 13225. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises da galeria sem os tirantes, enquanto que, abaixo, estão as análises com os tirantes, na etapa em os maiores valores de tensões são observados.

Já as análises da galeria 300 GT, no perfil 13300, indicaram resultados muito próximos para os modelos sem o suporte, com deslocamentos da ordem de 2,50 a 3,00 cm. A aplicação dos tirantes limitou esses deslocamentos a 1,50 cm no modelo descontínuo, e considera-se que praticamente não funcionou na análise por meios contínuos, com os mesmos 2,50 cm, em relação às análises sem os tirantes.

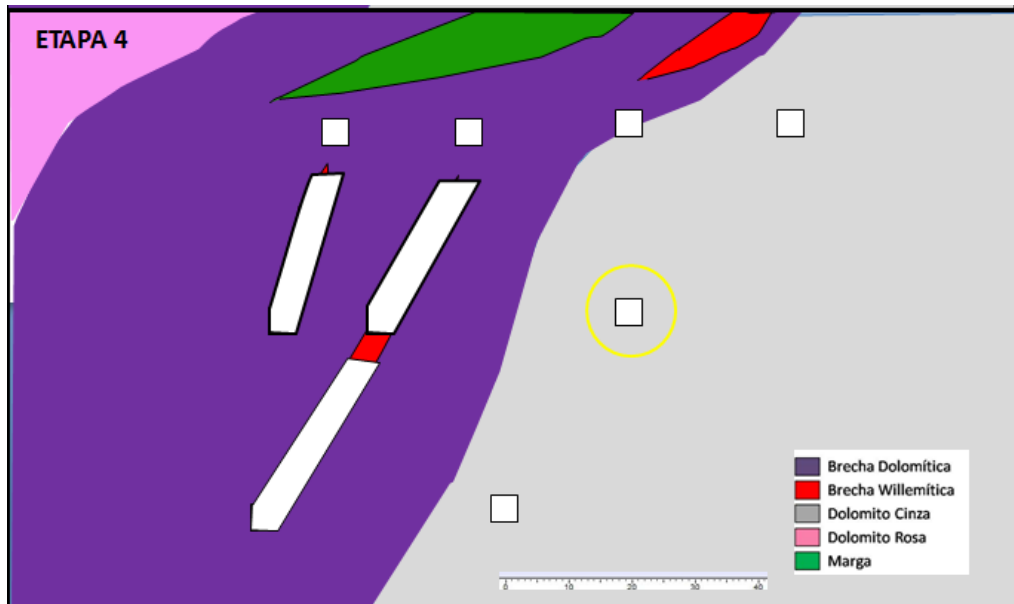


**Figura 8-35:** Porção superior do perfil 13300 interpretado, com foco na galeria de transporte do nível 300, após a escavação dos realces entre as galerias 300 GM e 326 GM, e entre 326 GM e 345 GM.

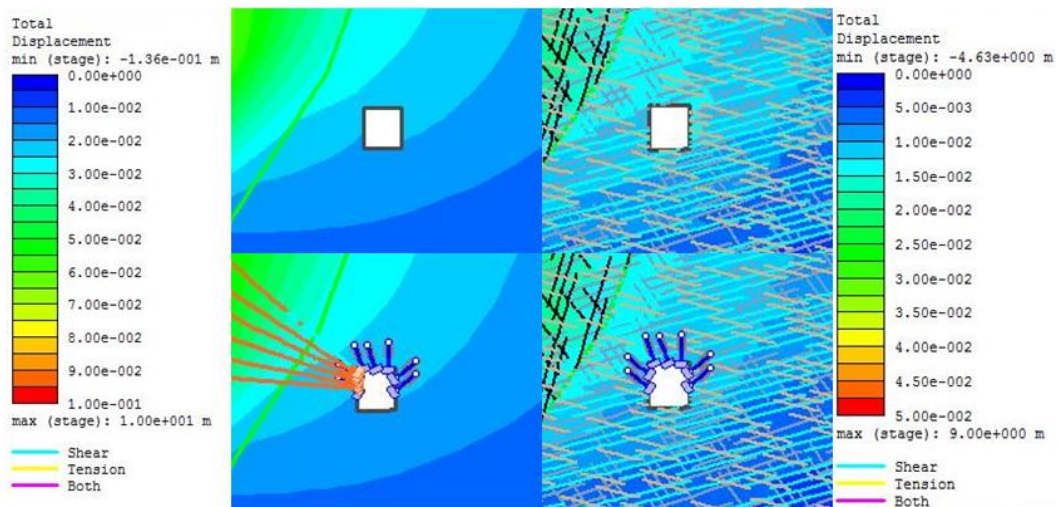


**Figura 8-36:** Análises por elementos finitos da galeria 300 GT, no perfil 13300. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises da galeria sem os tirantes, enquanto que, abaixo, estão as análises com os tirantes, na etapa em os maiores valores de tensões são observados.

O afastamento entre a galeria 240 GT e 240 GM, do perfil 13300 é projetado para ser o maior dentre as galerias analisadas no mesmo perfil. Com isso, as tensões induzidas no maciço rochoso ao entorno da GT, decorrentes da escavação dos realces de lavra, são minimizadas. Essa análise é corroborada pelos resultados das análises por elementos finitos, que indicam redução dos deslocamentos totais de apenas 0,50 cm após a instalação do suporte, reduzindo de 2,00 para 1,50 cm no modelo descontínuo, sendo os tirantes considerados inoperantes na análise por meios contínuos.



**Figura 8-37:** Porção inferior do perfil 13300 interpretado, com foco na galeria de transporte do nível 270, após a escavação dos realces entre as galerias 240 GM e 270 GM, e entre 270 GM e 300 GM.

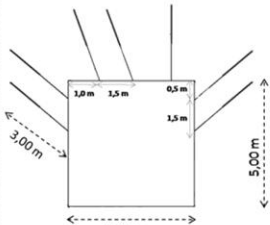


**Figura 8-38:** Análises por elementos finitos da galeria 270 GT, no perfil 13300. À esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises da galeria sem os tirantes, enquanto que, abaixo, estão as análises com os tirantes, na etapa em que os maiores valores de tensões são observados.

Os resultados obtidos nas análises por elementos finitos, em meios contínuos e meios descontínuos, podem ser vistos resumidamente na Tabela 8-3.



**Tabela 8-3:** Tabela resumo com as características dos maciços rochosos, resultados das análises e sistema de suporte, das galerias de transporte.

Galeria	Rocha	Descontinuidades presentes			*FS das Cunhas (Blocos Chave)	**Deslocamentos Totais (elementos finitos)		Design das Escavações / Sistema de Suporte
		Espaçam. (m)	Orientação	Classe		Meios Contínuos	Meios Descontínuos	
13225	DCZ	2	045/60	LA	Entre 1,5 e 2,3	Sem: 3,5 a 4 cm Com: 2,5 a 3 cm	Sem: 2,5 a 3 cm Com: 1 a 1,5 cm	*Tirantes: 3,00 m (Bulbo = 1,0 m), D= 20 mm, Resistência à tração=270 KN, Espaçamento de 1,5 m entre planos 
		1,0	136/40	LCAJ3				
		1,0	316/20	LMGJ3				
	DCZ	2	136/52	RCAJ1	Entre 1,5 e 2,4	Sem: 1,5 a 2 cm Com: 1,5 a 2 cm	Sem: 1,5 a 2 cm Com: 1 a 1,5 cm	
		1,0	316/88	LCAJ2				
		1,0	136/12	LCAJ3				
1	316/20	LMGJ3						
1	272/43	RCAJ2						
13300	DCZ	2	045/60	LA	Entre 1,5 e 2,5	Sem: 2,5 a 3 cm Com: 2 a 2,5 cm	Sem: 1,5 a 2 cm Com: 1 a 1,5 cm	
		1,0	136/64	LCAJ2				
		1,0	316/15	LMGJ3				
		1	136/20	RCAJ2				
	DCZ	1,0	136/64	LCAJ2	Entre 1,5 e 2,6	Sem: 2 a 2,5 cm Com: 1,5 a 2 cm	Sem: 1,5 a 2 cm Com: 1 a 1,5 cm	
		1,0	316/15	LMGJ3				
1	136/20	RCAJ2						
2	045/60	LA						

\* Fator de Segurança após a aplicação do sistema de suporte

\*\* Deslocamentos sem e com a instalação do sistema de suporte

### 8.3.3. ANÁLISES DOS REALCES DE LAVRA

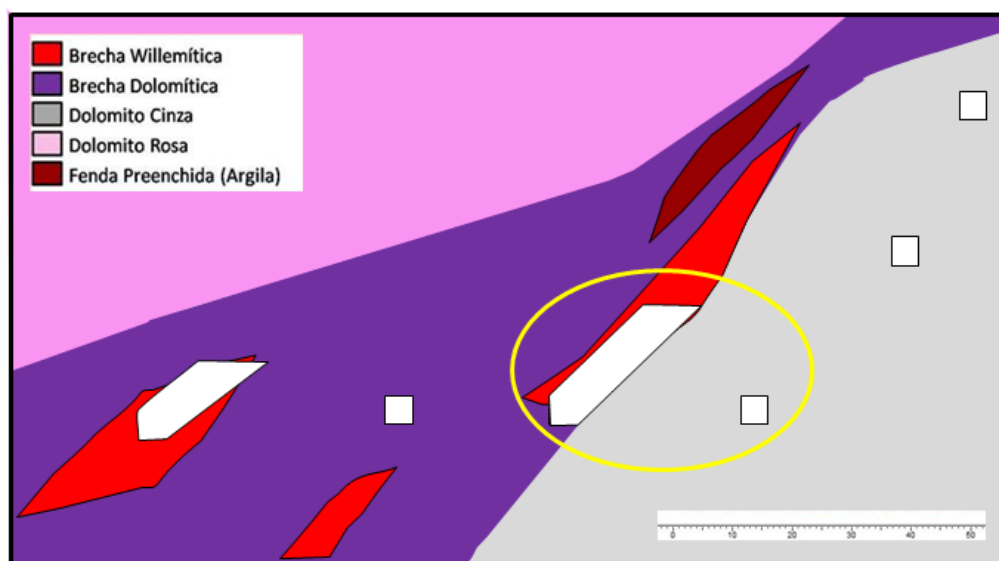
O sistema de reforço aplicado em realces de lavra tem dois objetivos principais, a saber: proporcionar segurança para pessoas e equipamentos durante as atividades de operação da mina e conter o material estéril, de forma que a lavra seja mais o eficiente possível. Além disso, os suportes em realces de lavra servem para restringir a zona de deformação gerada pela concentração de tensões em certos pontos do maciço rochoso ao redor da escavação, para que tenham a menor influência possível sobre as escavações vizinhas (galerias e outros realces de lavra). O *design* do sistema de suportes foi determinado através das análises cinemáticas de cunhas, e são reavaliadas perante as tensões e deformações verificadas ao longo deste capítulo.

O realce de lavra entre os níveis 300 e 326, no perfil 13225, tem inclinação de aproximadamente 50°, sendo que a capa é composta por brecha dolomítica e a lapa por dolomito cinza, como ilustrado na Figura 8-39. Esse contexto leva a uma condição de instabilidade na zona de capa pela presença do material de pior qualidade e pela

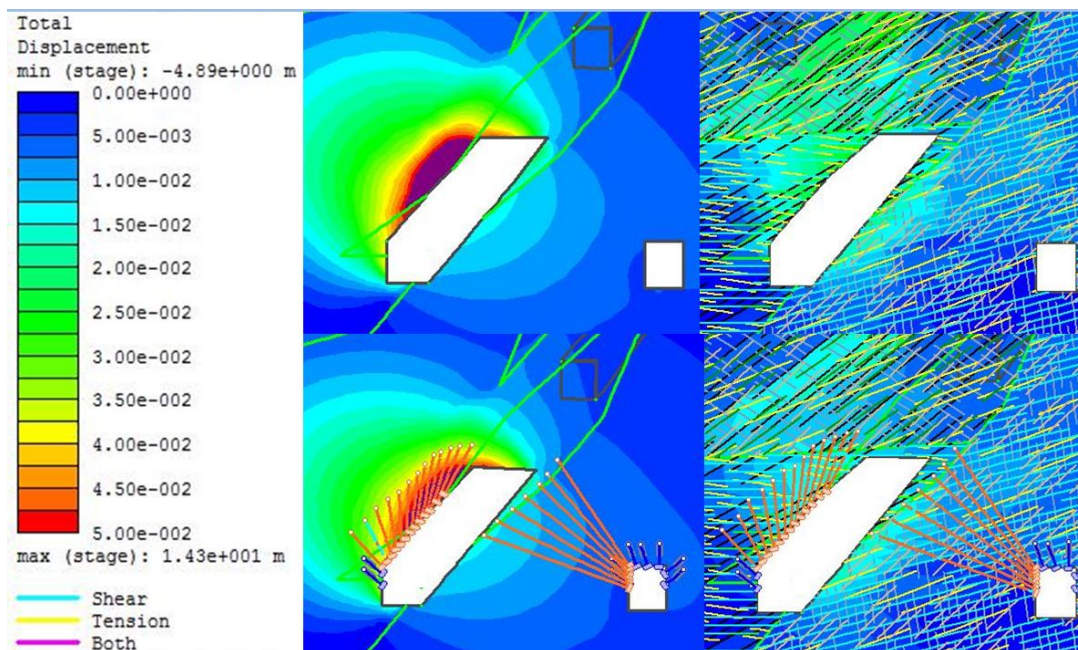
inclinação da escavação, como pode ser visto na Figura 8-40. A distância de 7,00 m estabelecida entre o limite superior do realce e a região de fenda se mostrou eficiente, já que as zonas de deformação foram pouco alteradas pela presença dessa feição.

As análises por meios contínuos revelaram grandes deslocamentos, acima de 5,00 cm na região de capa, e menores que 2,00 cm na zona de lapa, sem a aplicação do sistema de suporte. Deslocamentos da mesma ordem continuaram a ser observados na análise com os cabos, havendo apenas uma redução na zona de deformação.

Por outro lado, as análises por meios descontínuos mostraram resultados diferentes. As análises sem a aplicação dos cabos evidenciaram deslocamentos totais de 3,00 a 3,50 cm, sendo reduzidos a valores entre 1,50 e 2,00 cm após a instalação dos cabos, na região de capa. Na zona de lapa, foram observados valores de deslocamentos totais de no máximo 2,50 cm, sendo pouco alterados com a aplicação de cabos.



**Figura 8-39:** Porção superior do perfil 13225 interpretado, com foco no realce entre as galerias 300 GM e 326 GM.



**Figura 8-40:** Análises por elementos finitos do realce da galerias 300 GM, no perfil 13225. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises dos realces sem os cabos, enquanto que, abaixo, estão as análises com os cabos, logo após a escavação.

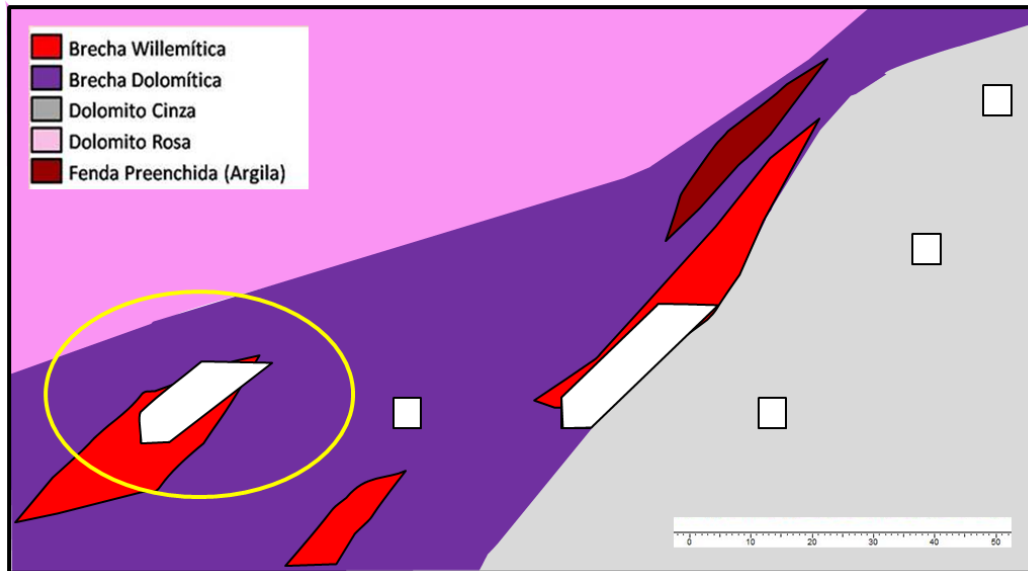
O realce da galeria 300 GM2, no perfil 13225, revela um contexto diferente do realce da galeria 300 GM, já que possui brecha willemítica tanto na capa quanto na lapa do corpo de minério, além de ter menor altura (15,00 m) e ser mais inclinado (40°), conforme visto na Figura 8-41. Nesse contexto, as tensões se concentraram mais na zona de lapa do corpo de minério, embora também tenham sido observados deslocamentos na zona de capa.

Avaliando a análise feita em meios contínuos sem os cabos, deslocamentos acima de 5,00 cm foram conferidos nas zonas de capa e lapa. A aplicação dos cabos, apenas na capa, reduziram os deslocamentos totais para valores próximos a 4,00 cm, havendo uma redução também na região de deformação.

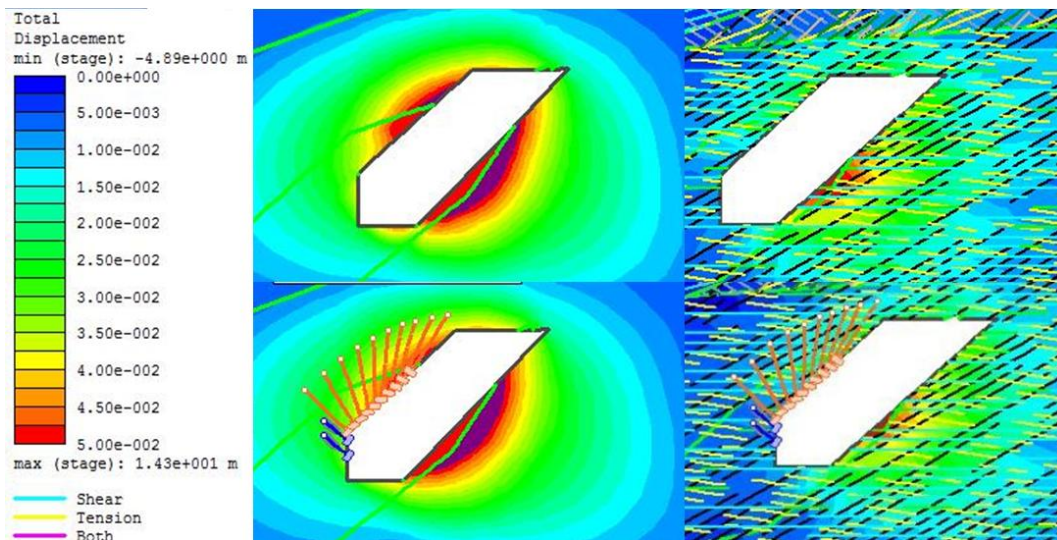
As análises por meios descontínuos sem o suporte mostram deslocamentos totais de 2,00 a 3,00 cm na zona de capa, e valores de 4,00 a 5,00 cm na lapa, enquanto que, nas

análises com os cabos, o que se observou foi uma redução dos deslocamentos na capa para valores próximos a 1,50 cm, e uma pequena redução da zona de lapa.

A Figura 8-42 mostra as análises feitas para a galeria 300 GM2, no perfil 13225, para meios contínuos e meios descontínuos.



**Figura 8-41:** Porção superior do perfil 13225 interpretado, com foco no realce da galeria 300 GM2.

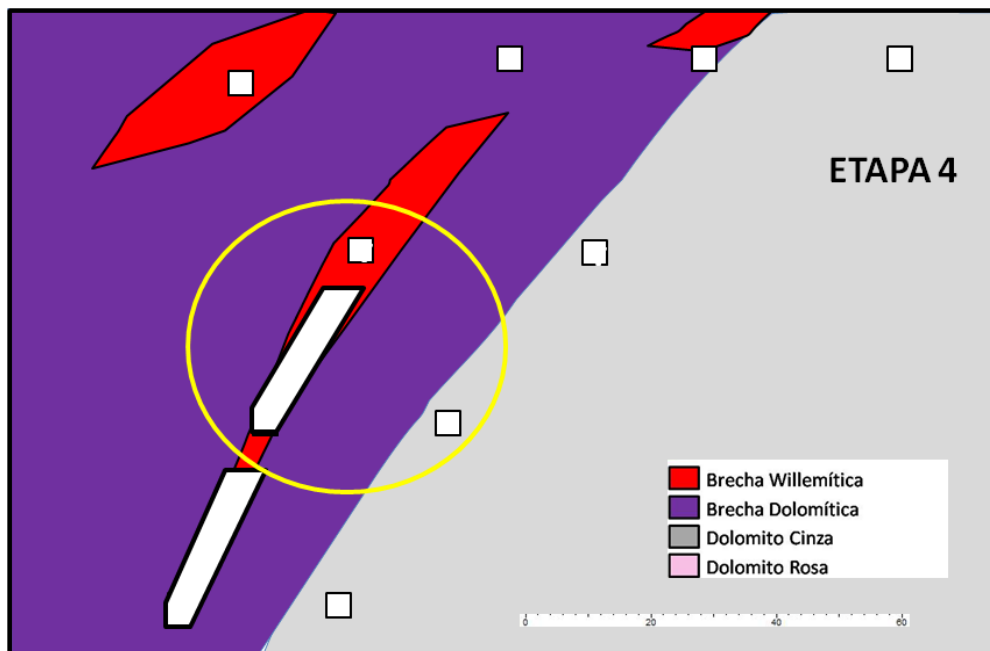


**Figura 8-42:** Análises por elementos finitos do realce da galerias 300 GM2, no perfil. À esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises dos realces sem os cabos, enquanto que, abaixo, estão as análises com os cabos, logo após a escavação.

O realce entre as galerias 240 GM e 270 GM, no perfil 13225 é projetado com cerca de 60° de inclinação, 25,00 m de altura, entre *sill-pillars* de 5,00 m (abaixo da 270 GM e abaixo da 240 GM).

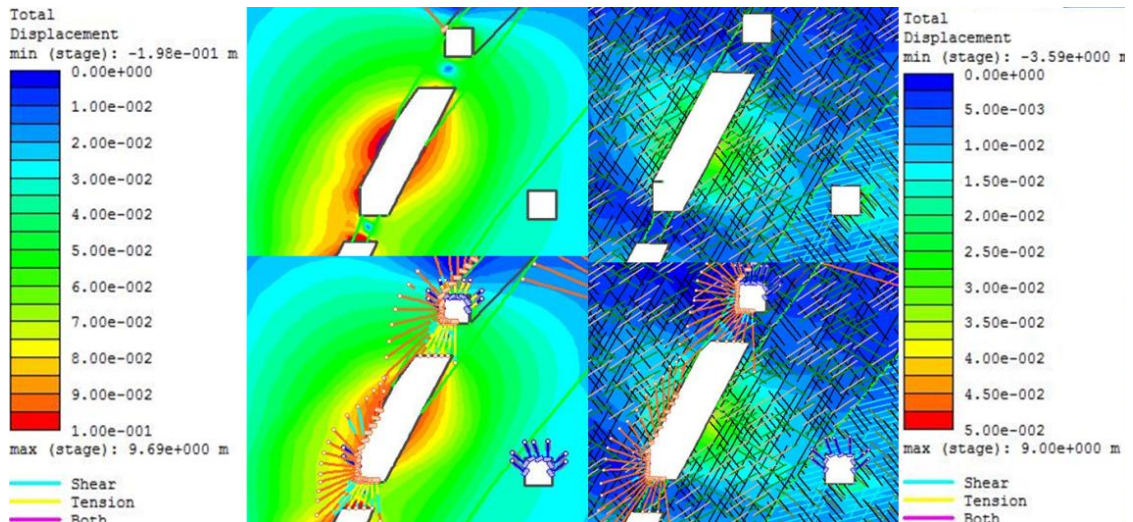
As análises sem os cabos, para essa configuração, mostraram deslocamentos totais acima de 10,00 cm na análise por meios contínuos, e valores por volta de 3,00 a 3,50 cm na análise por meios descontínuos, nas zonas de capa e lapa.

A verificação do modelo, com o sistema de reforço permitiu a verificação da redução para valores de 8,00 cm na análise por meios contínuos, e redução para valores próximos a 1,50 cm na zona de capa, mas se mantiveram com valores por volta de 3,00 cm na zona de lapa, nos modelos descontínuos. Os *sill-pillars* apresentaram deslocamentos totais de 5,00 cm nas análises por meios contínuos, com e sem os cabos, enquanto que, nas análise por meios descontínuos, foram observados valores por volta de 1,50 cm sem o suporte, e abaixo de 1,00 cm com o suporte.



**Figura 8-43:** Porção inferior do perfil 13225 interpretado, com foco no realce entre as galerias 240 GM e 270 GM.





**Figura 8-44:** Análises por elementos finitos do realce entre as galerias 240 GM e 270 GM, no perfil 13225. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises dos realces sem os cabos, enquanto que, abaixo, estão as análises com os cabos, logo após a escavação.

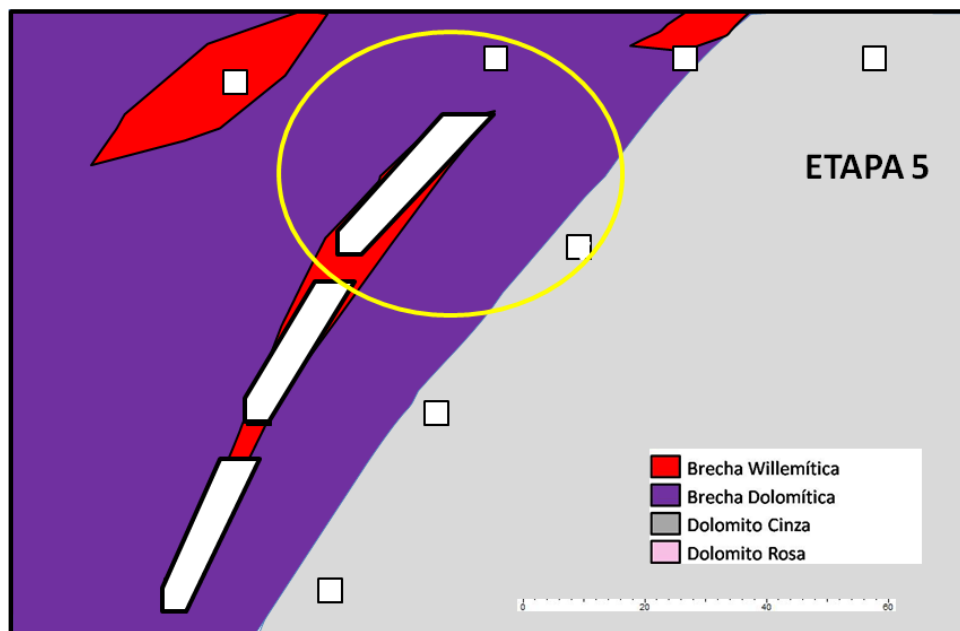
O realce de lavra logo acima, entre as galerias 270 GM e 300 GM, possui inclinação mais baixa, com cerca de  $50^\circ$ , e altura de pouco menos que 25,00 m, como ilustrado na Figura 8-45. O *sill-pillar* superior, abaixo na galeria 300 GM, é maior, com espessura de 7,00 m.

As análises feitas sem os cabos revelaram grandes deslocamentos em meios contínuos, acima de 10,00 cm, e deslocamentos entre 3,50 e 4,00 cm nos modelos descontínuos. Os maiores deslocamentos foram observados na zona de capa, no modelo contínuo, e, ao contrário, na zona de lapa, para os modelos descontínuos, como pode ser visto na Figura 8-46.

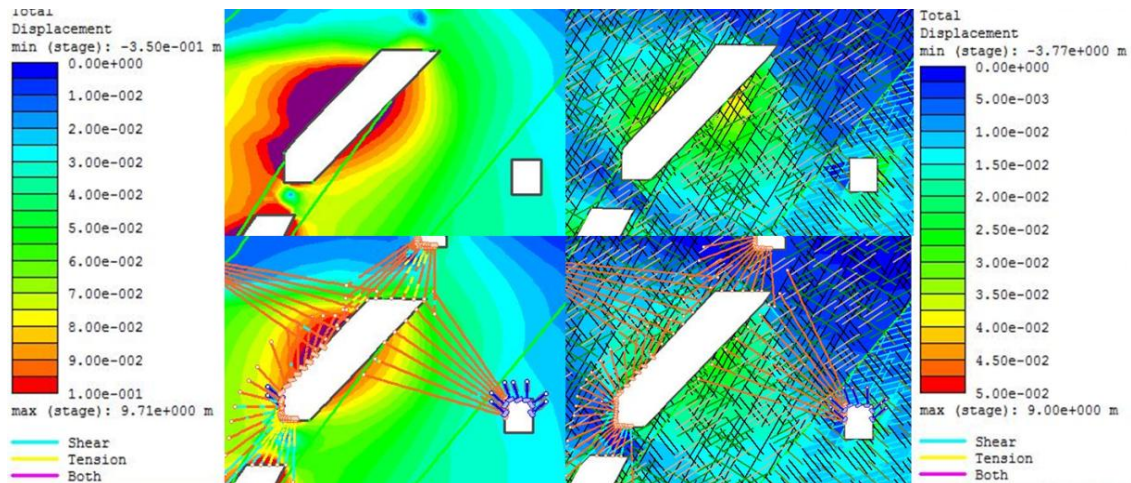
Os modelos analisados com o reforço mostram que, para os meios contínuos, os cabos reduziram bastante a zona de deformação, no entanto, deslocamentos totais elevados, acima de 10,00 cm, continuaram a ser observados na capa do corpo de minério. Já nos modelos descontínuos analisados com o suporte, os deslocamentos totais não ultrapassaram os 2,00 cm na zona de capa, e foram reduzidos para valores próximos a 2,50 cm na região de lapa.

Focando as análises por meios contínuos para as regiões de *sill-pillar*, os deslocamentos totais são reduzidos consideravelmente após a aplicação dos cabos no *sill* inferior, passando de valores entre 8,00 e 9,00 cm, para valores entre 4,00 e 5,00 cm. Na mesma análise é possível averiguar que os deslocamentos ocorridos no *sill* superior foram pouco alterados em relação à análise sem os cabos.

A avaliação dos deslocamentos totais ocorridos nos *sill-pillars* no modelo descontínuo, leva à conclusão que o sistema suporte praticamente não trabalhou no *sill* inferior, mas reduziu os deslocamentos de 2,00 cm para valores abaixo de 1,00 cm no *sill* superior.



**Figura 8-45:** Porção inferior do perfil 13225 interpretado, com foco no realce entre as galerias 270 GM e 300 GM

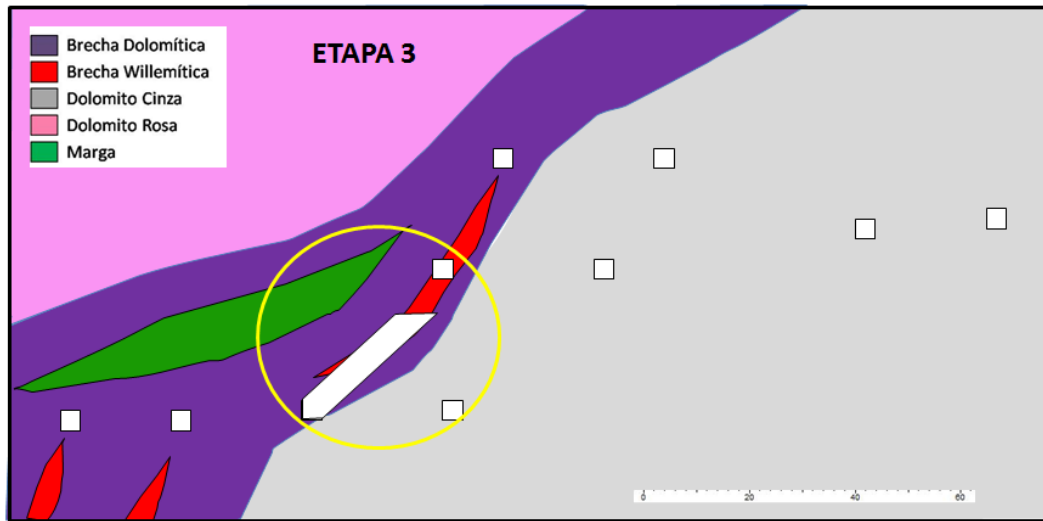


**Figura 8-46:** Análises por elementos finitos do realce entre as galerias 270 GM e 300 GM, no perfil 13225. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises dos realces sem os cabos, enquanto que, abaixo, estão as análises com os cabos, logo após a escavação.

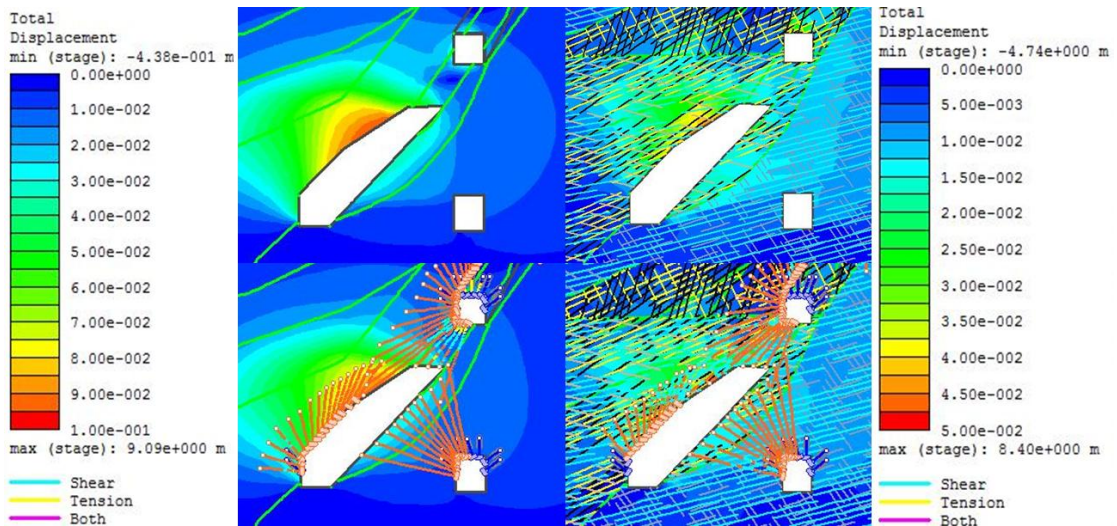
Passando para os realces do perfil 13300, a escavação entre os níveis 300 e 326, ilustrado na Figura 8-47, possui  $50^\circ$  de inclinação, e pouco menos de 20,00 m de altura. O *sill-pillar* projetado tem 7,00 m, devido a inclinação e presença de uma lente espessa de marga na capa do corpo mineralizado, gerando uma maior condição de instabilidade, pela sua menor resistência.

Em ambas as análises, por meios contínuos e descontínuos, é notória a concentração das deformações na zona de capa do corpo mineralizado, como ilustrado na Figura 8-48. Nas análises contínuas, os deslocamentos totais, sem os cabos, atingiram valores entre 8,00 e 9,00 cm, sendo reduzidos a 7,00 e 8,00 cm após a aplicação do reforço. Os modelos descontínuos revelaram uma maior atuação do sistema de reforço, passando de valores de deslocamentos críticos entre 3,50 e 4,50 cm sem os cabos, para valores por volta de 2,00 cm, com a instalação dos cabos.





**Figura 8-47:** Porção superior do perfil 13300 interpretado, com foco no realce entre as galerias 300 GM e 326 GM.



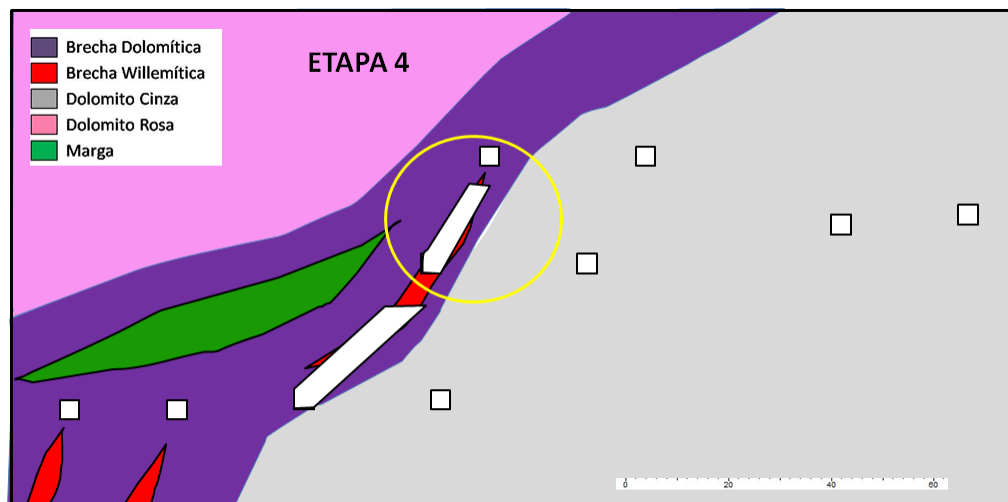
**Figura 8-48:** Análises por elementos finitos do realce entre as galerias 300 GM e 326 GM, no perfil 13300. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises dos realces sem os cabos, enquanto que, abaixo, estão as análises com os cabos, logo após a escavação.

O realce analisado na cota mais superior, no perfil 13300, se encontra entre os níveis 326 e 345, com inclinação aproximada de  $60^\circ$ , e altura de pouco mais de 15,00 m. O *sill-pillar* superior tem 5,00 m, abaixo da galeria 345 GM, e o inferior tem 7,00 m, abaixo da galeria 326 GM.

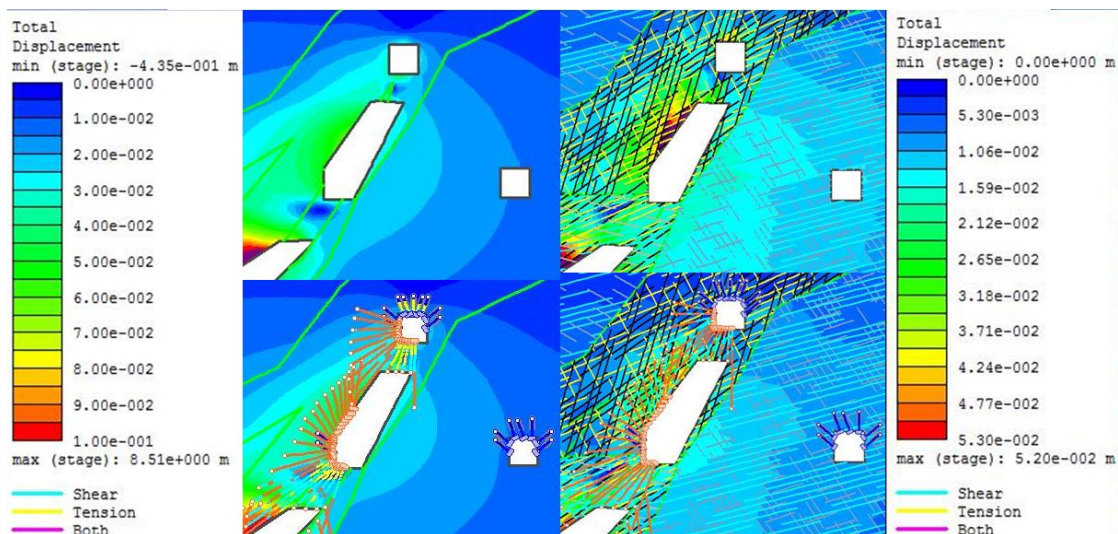
Os deslocamentos totais observados nesse realce ficaram próximos para as análises contínuas e descontínuas, sem a aplicação do sistema de reforço, com valores entre 4,50 e 5,50 cm. Com a aplicação do reforço, os deslocamentos totais foram reduzidos para valores entre 3,00 e 4,00 cm na análise por meios contínuos, e valores abaixo de 2,00 cm na análise por meios descontínuos.

Os deslocamentos totais observados nos *sill-pillars* se mantiveram na mesma ordem de valor e relação às análises por meios contínuos, com e sem a instalação dos cabos, enquanto que houve uma redução de valores próximos a 3,00 cm, para valores de 1,50 cm com os cabos aplicados.

A Figura 8-49 e a Figura 8-50 ilustram, respectivamente, o perfil geológico-geotécnico e as análises por meios contínuos e meios descontínuos do realce entre as galerias 326 GM e 345 GM.



**Figura 8-49:** Porção superior do perfil 13300 interpretado, com foco no realce entre as galerias 326 GM e 345 GM.



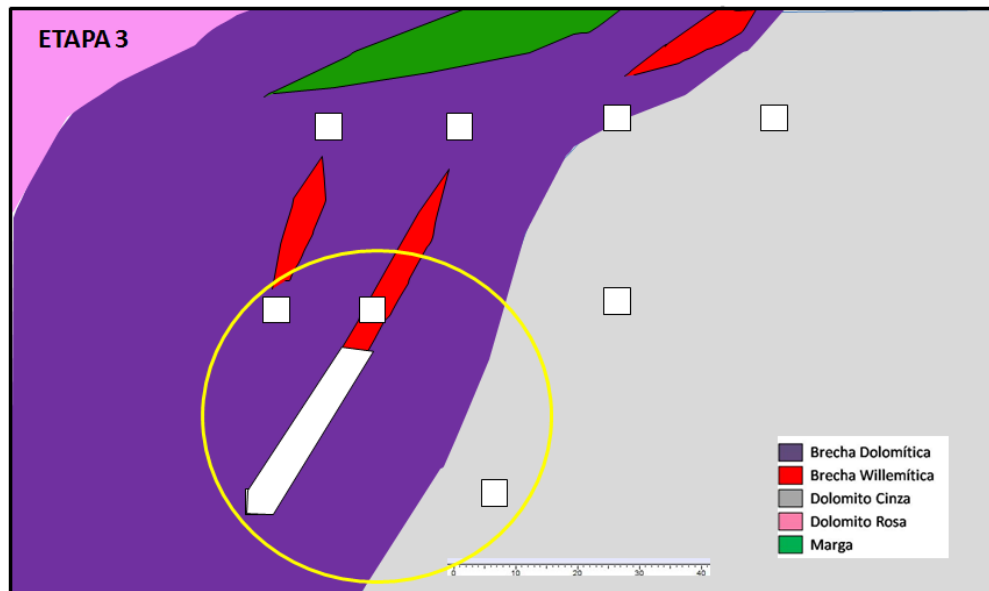
**Figura 8-50:** Análises por elementos finitos do realce entre as galerias 326 GM e 345 GM, no perfil 13300. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises dos realces sem os cabos, enquanto que, abaixo, estão as análises com os cabos, logo após a escavação.

As análises do realce entre as galerias 240 GM e 270 GM, no perfil 13300, mostraram diferenças entre os resultados para meios contínuos e descontínuos. A escavação possui cerca de 25,00 m de altura, com 60° de inclinação, com brecha willemítica na capa e lapa do corpo de minério.

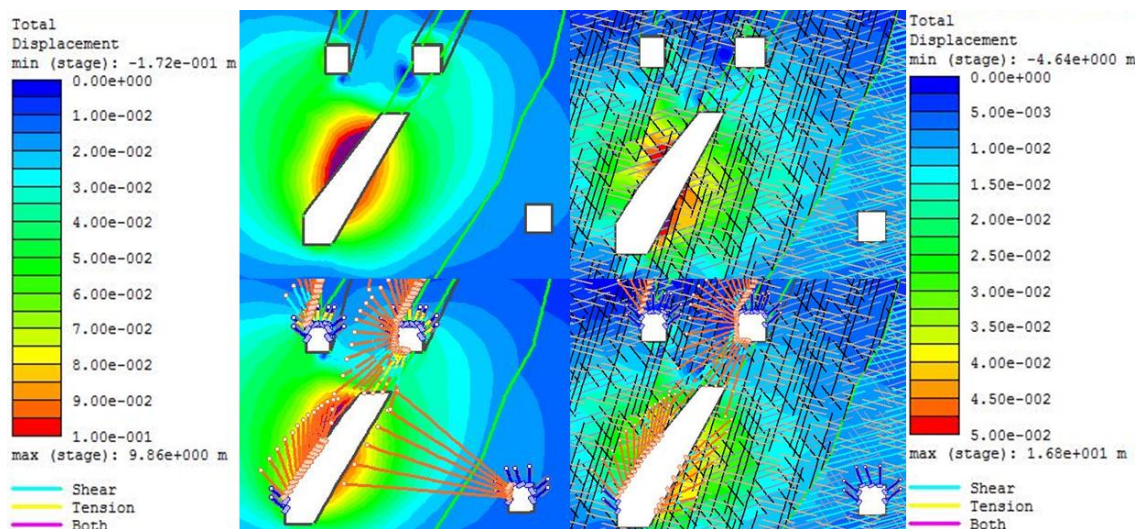
Os modelos contínuos, sem o sistema de suporte, evidenciaram deslocamentos totais de acima de 10,00 cm da região de capa, e entre 8,00 e 9,00 cm na zona de lapa. Após a aplicação dos cabos, as zonas de deformação pouco mudaram, mantendo valores altos de deslocamentos.

Por outro lado, os modelos descontínuos revelaram maior eficiência do sistema de cabos adotado. Avaliando os deslocamentos totais sem a instalação dos cabos, notam-se deslocamentos próximos a 5,00 cm. Com a aplicação dos cabos, esses valores são reduzidos a valores entre 2,00 e 2,50 cm na capa, e entre 3,00 e 4,00 cm na região de lapa.

A Figura 8-51 e a Figura 8-52 ilustram, respectivamente, o perfil geológico-geotécnico e as análises por meios contínuos e meios descontínuos do realce entre as galerias 240 GM e 270 GM, perfil 13300.



**Figura 8-51:** Porção inferior do perfil 13300 interpretado, com foco no realce entre as galerias 240 GM e 270 GM.



**Figura 8-52:** Análises por elementos finitos do realce entre as galerias 240 GM e 270 GM, no perfil 13300. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises dos realces sem os cabos, enquanto que, abaixo, estão as análises com os cabos, logo após a escavação.

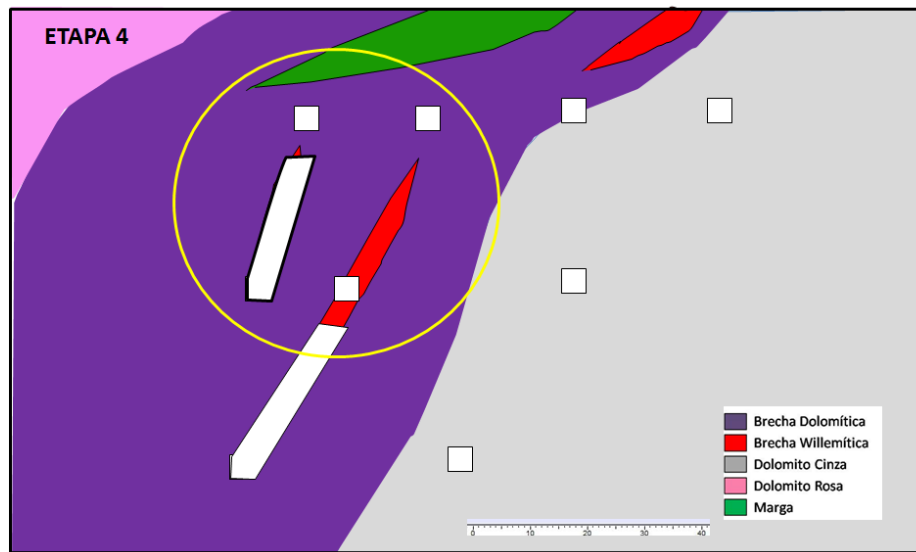
Logo acima do realce entre as galerias 240 GM e 270 GM, no perfil 13300, existem dois realces paralelos projetados, entre as galerias 270 GM e 300 GM, e entre as galerias 270 GM2 e 300 GM2.

O primeiro realce escavado é o mais externo, entre as galerias 270 GM2 e 300 GM2, pelo fato de que, ao escavar a galeria mais interna (entre 270 GM e 300 GM) primeiro, o maciço rochoso entre os dois realces ficaria mais abalado, gerando uma condição mais insegura para as operações de mina, e maior diluição do minério desmontado.

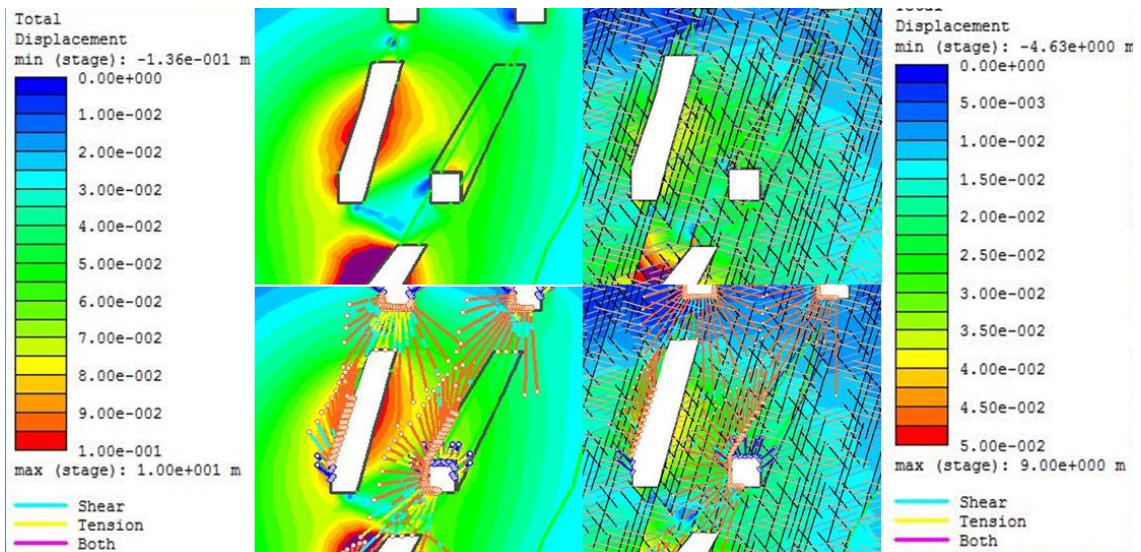
O primeiro realce a ser escavado entre os níveis 270 e 300, no perfil 13300, é projetado com 25,00 m de altura, e inclinação de, aproximadamente, 70°, e *sill-pillar* superior, abaixo da galeria 300 GM2, de 5,00 m. Nas análises por elementos finitos, sem a instalação do sistema de suporte, foi constatado que os deslocamentos totais, tanto para o modelo contínuo quanto para o modelo descontínuo, tiveram valores semelhantes na região de capa e de lapa.

As análises por meios contínuos, mostraram deslocamentos totais da ordem de 9,00 a 10,00 cm sem a aplicação dos cabos, e valores de 7,00 a 8,00 cm após a instalação dos cabos. Nos modelos descontínuos, esses valores foram de 3,00 a 4,00 cm na análise sem os cabos, e limitaram-se a 2,00 cm na região de capa, com os cabos aplicados. Já na região de lapa, os valores de deslocamentos totais praticamente não tiveram alteração após a instalação dos cabos.





**Figura 8-53:** Porção inferior do perfil 13300 interpretado, com foco no realce entre as galerias 300 GM2 e 270 GM2.

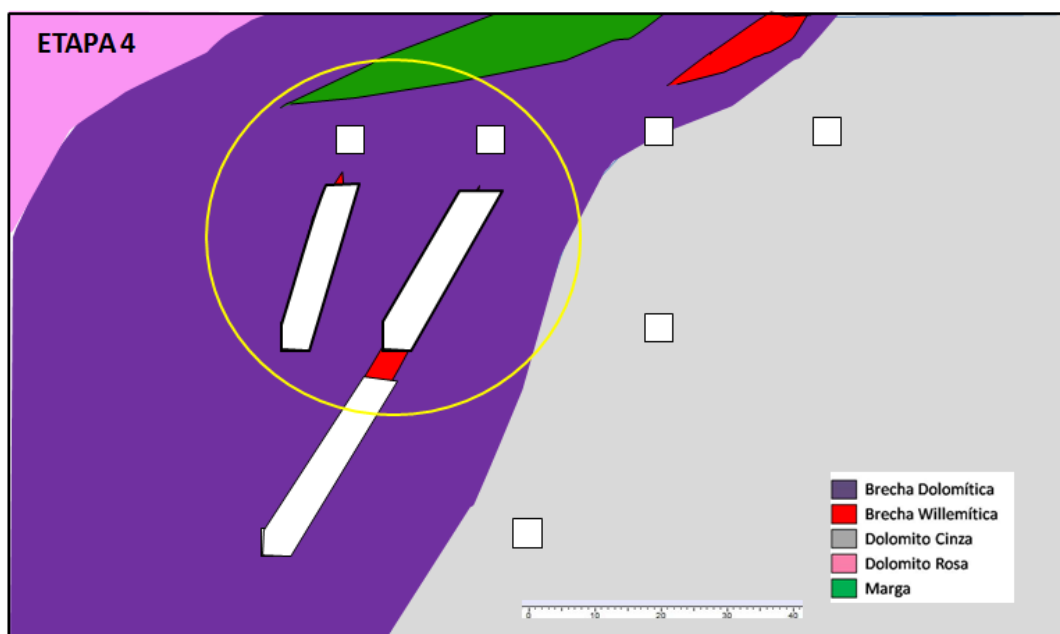


**Figura 8-54:** Análises por elementos finitos do realce entre as galerias 270 GM2 e 300 GM2, no perfil 13300. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises dos realces sem os cabos, enquanto que, abaixo, estão as análises com os cabos, logo após a escavação.

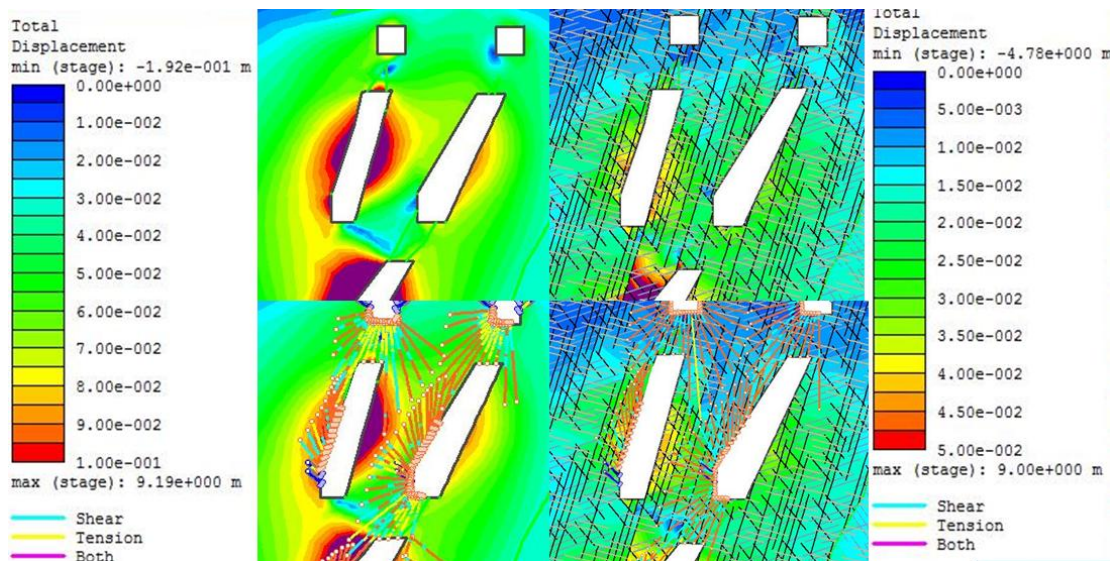
O realce mais interno, entre as galerias 270 GM e 300 GM, possui cerca de 25,00 m de altura e inclinação de 60°, e *sill-pillar* superior, abaixo da galeria 300 GM, com espessura de 5,00 m, além de *sill-pillar* inferior, abaixo da galeria 270 GM, com espessura de 7,00 m, como pode ser visto na Figura 8-55.

Os deslocamentos variaram entre 2,50 a 3,50 cm na região de capa, na análise por meios contínuos sem a instalação dos cabos. Na lapa, foram verificados deslocamentos da ordem de 8,00 a 9,00 cm. Avaliando os modelos descontínuos sem o sistema de reforço, constataram-se deslocamentos totais entre 2,50 e 3,50 cm, na capa e na lapa. Com a aplicação dos cabos, esses valores foram limitados a 1,50 cm na zona de capa, e 2,50 cm na zona de lapa do corpo de minério.

A Figura 8-56 mostra as análises por elementos finitos, meios contínuos e meios descontínuos, do realce entre as galerias 270 GM e 300 GM, no perfil 13300.



**Figura 8-55:** Porção inferior do perfil 13300 interpretado, com foco no realce entre as galerias 270 GM e 300 GM.



**Figura 8-56:** Análises por elementos finitos do realce entre as galerias 270 GM e 300 GM, no perfil 13300, obtidas. A esquerda, as análises por meios contínuos, e, a direita, as análises por meios descontínuos. Acima, estão as análises dos realces sem os cabos, enquanto que, abaixo, estão as análises com os cabos, logo após a escavação.

Os resultados obtidos nas análises de elementos finitos, em meios contínuos e descontínuos, podem ser visualizados resumidamente na Tabela 8-4 e na Tabela 8-5.



**Tabela 8-4:** Tabela resumo com as características dos maciços rochosos, resultados das análises e sistema de suporte, dos realces de lavra do perfil 13225.

Realce	Rocha		Descontinuidades presentes			*FS das Cunhas (Blocos Chave)	**Deslocamentos Totais (elementos finitos)		Design das Escavações / Sistema de Suporte				
	Capa	Lapa	Espaçam. (m)	Orientação	Classe		Meios Contínuos	Meios Descontínuos					
13225	210-240, 240-270	BXD	BXD	0,5	316/68	LA	Entre 1,5 e 2,3	Capa Sem: > 10 cm Com: 7,5 a 8,5 cm	Capa Sem: 3 a 3,5 cm Com: 1,5 a 2 cm				
				1,0	045/60	LA							
				1,0	341/64	RCAJ2					Lapa Sem: > 10 cm Com: 7,5 a 8,5 cm	Lapa Sem: 3 a 3,5 cm Com: 1,5 a 2 cm	
				0,5	316/38	RCAJ1							
				1,0	136/42	LCAJ3							
	*** 270-300, 300-326 (GM) 300-326 (GM2)	BXD	BXD/ DCZ	0,5	316/39	LA	Entre 1,5 e 2,3	270-300 e 300-326 (GM2) Capa Sem: > 10 cm Com: 8 a 9 cm	270-300 e 300-326 (GM2) Capa Sem: 3,5 a 4 cm Com: 2 a 2,5 cm				
				1,0	136/42	LCAJ2						Lapa Sem: > 10 cm Com: 6 a 7 cm	Lapa Sem: 4 a 5 cm Com: 2 a 2,5 cm
				0,5	272/43	RCAJ2						300-326 (GM) Lapa Sem: < 1,5 cm	300-326 (GM) Lapa Sem: < 1,5 cm
				1,0	316/00	RCAJ3							

\*Fator de Segurança após a aplicação do sistema de suporte

\*\* Deslocamentos sem e com a instalação do sistema de suporte

\*\*\* O realce entre 300 GM e 326 GM, com 50° de inclinação, possui DCZ na lapa, e deslocamentos < 1,5 cm (meios contínuos e descontínuos)

**Tabela 8-5:** Tabela resumo com as características dos maciços rochosos, resultados das análises e sistema de suporte, dos realces de lavra do perfil 13300.

Realce	Rocha		Descontinuidades presentes			*FS das Cunhas (Blocos Chave)	**Deslocamentos Totais (elementos finitos)		Design das Escavações / Sistema de Suporte			
	Capa	Lapa	Espaçam. (m)	Orientação	Classe		Meios Contínuos	Meios Descontínuos				
13300	**** 240-270, 270-300 (GM), 270-300 (GM2)	BXD	BXD	0,5	316/78	LA	Entre 1,5 e 2,3	240-270 e 270-300 (GM2) Capa Sem: > 10 cm Com: 8 a 9 cm Lapa Sem: 8 a 9 cm Com: 8 a 9 cm	240-270 e 270-300 (GM2) Capa Sem: 4 a 6 cm Com: 3 a 3,5 cm Lapa Sem: 4 a 6 cm Com: 3 a 4 cm			
				2,0	045/60	LA						
				1,0	316/25	LCAJ2					270-300 (GM) Capa Sem: 6 a 7 cm Com: 6 a 7 cm Lapa Sem: 8 a 9 cm Com: 7 a 8 cm	270-300 (GM) Capa Sem: 3 a 3,5 cm Com: <1,5 cm Lapa Sem: 3,5 a 4 cm Com: 2,5 a 3
				1,0	267/81	RCAJ1						
				2,0	136/30	RCAJ2						
	300-326, 326-345	BXD	DCZ	0,5	316/45	LA	Entre 1,5 e 2,3	Capa Sem: 6 a 9 cm Com: 4 a 7 cm Lapa Sem: 2,5 a 3 cm Com: 2,5 a 3 cm	Capa Sem: 4 a 6 cm Com: 3 a 3,5 cm Lapa Sem: 1,5 a 2 cm Com: 1,5 a 2 cm			
				1,0	316/81	LCAJ2						
				3	136/70	LCAJ3						
				1	267/81	RCAJ1						
				1	136/30	RCAJ1						

\*Fator de Segurança após a aplicação do sistema de suporte

\*\* Deslocamentos sem e com a instalação do sistema de suporte

\*\*\*\* O realce entre as galerias 270 GM e 300 GM, foio último a ser escavado.

## 9) CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES

O principal objetivo desta dissertação foi a análise, a longo prazo, da estabilidade das escavações subterrâneas em meios descontínuos da Mina de Vazante. As soluções de contenção usualmente utilizadas na mina foram avaliadas, e o modelo foi subsidiado pela obtenção do máximo de informações geológico-geotécnicas dos testemunhos de sondagem realizados na área de estudo. Além disso, foram utilizados dados prévios de ensaios de laboratório e dados de campo. As motivações que levaram a esses estudos estão relacionadas a eventos de rupturas planares e em cunhas, por meio do encontro de descontinuidades, ocorridos ao longo do tempo nas escavações (galerias e realces de lavra) da Mina de Vazante.

De forma geral, pode-se concluir que os objetivos do trabalho foram alcançados, uma vez que foram obtidas todas as informações possíveis das sondagens da região estudada, que forneceram dados para as análises de estabilidade das escavações em meios descontínuos. Conhecimentos prévios sobre o arcabouço geológico-estrutural local, e sobre o comportamento geotécnico dos maciços rochosos, também foram fundamentais para os modelamentos geológico-geotécnicos.

Além da descrição geológica dos testemunhos de sondagem, foram feitas descrições geotécnicas usuais, como o índice GSI e Q de Barton, e descrições das descontinuidades interceptadas no furo. Uma dessas descrições consistiu na semi-orientação espacial das descontinuidades interceptadas, a partir de camadas guia com orientação espacial média conhecida e pouco variável. As caracterizações geotécnicas das descontinuidades completam a gama de dados necessários para viabilizar o estudo das instabilidades geradas pelas descontinuidades. A avaliação geotécnica contemplou a avaliação da rugosidade, grau de alteração, além do material e espessura do preenchimento das descontinuidades.

Os parâmetros geotécnicos para a aplicação dos critérios de rupturas de Barton-Bandis e Mohr-Coulomb, para descontinuidades, e Hoek-Brown para o maciço rochoso, foram

obtidos a partir da caracterização dos maciços e suas descontinuidades. Para que as caracterizações se concretizassem em números, ou seja, em parâmetros geotécnicos, foram feitas correlações com dados de ensaios de resistência de laboratório e de campo, com o Martelo de Schmidt, além de dados da bibliografia.

Conhecidos os comportamentos geomecânicos dos maciços rochosos e descontinuidades, foram modelados os perfis geológico-geotécnicos, elaborados com grande acervo de sondagens executadas na região abaixo do nível 326, entre os perfis 13150 e 13350, na região estudada. O primeiro modelo foi feito no software Unwedge<sup>®</sup>, para análise cinemática de cunhas, que serviu como base para uma avaliação preliminar dos sistemas de suporte a serem adotados. Em uma segunda análise, foram modeladas seções para estudos por elementos finitos, com a utilização do software Phase2<sup>®</sup>, em meios contínuos e meios descontínuos.

Para a concepção dos *designs* das escavações projetadas na região de estudo, e padrões de sistema de contenções, utilizaram-se técnicas e soluções já adotadas atualmente na Mina de Vazante. As galerias foram projetadas com dimensões de 5,0 x 5,0 m, conforme padrão da Mina de Vazante, enquanto que, nos realces, foram feitas simulações com dois tipos de método de lavra usuais na Mina de Vazante. A primeira análise foi feita para a recuperação total do minério entre as galerias de minério (GM), com posterior preenchimento do vão livre, para acesso ao corpo de minério em níveis superiores, ou seja, utilizando o método VRM (Vertical Retreat Mining). A segunda análise levou em consideração a utilização de *sill-pillars* entre o topo do realce e o piso das GM's superiores, ou seja, utilizando o método de *Sublevel Stopping*. Os resultados das análises mostraram que, devido às tensões crescentes em profundidade, e as inclinações baixas a médias (40° a 70°) dos corpos de minério, a utilização de *sill-pillars* é recomendada em todos os casos, com menor ou maior espessura.

Os resultados das análises por elementos finitos feitas nas galerias, tanto de minério quanto de transporte, mostraram pequenas diferenças entre os meios contínuos e meios descontínuos, como pode ser visto na Tabela 8-2 e na Tabela 8-3. De forma geral, os deslocamentos totais dos maciços rochosos nas paredes das galerias, após a instalação do conjunto de tirantes, se mantiveram próximos ao limite de 2,00 cm, valor

considerado crítico para o desencadeamento de processos de rupturas, segundo retroanálises de realces com *overbreaking*. Nos modelos descontínuos, ou seja, com as descontinuidades discretizadas segundo seus parâmetros de resistência, todos os deslocamentos ficaram abaixo dos 2,00 cm após a aplicação dos tirantes. Já no modelo contínuo, feito através de parâmetros equivalentes de maciços rochosos heterogêneos, alguns deslocamentos atingiram a faixa de 2,50 cm. De qualquer forma, esse resultado é considerado satisfatório, pelo caráter conservador do método. Portanto, os sistemas de tirantes sugeridos inicialmente pela análise cinmática das cunhas, para as GM's e GT's, podem ser considerados satisfatórios para todas as galerias analisadas.

Os realces de lavra tiveram seu sistema de suporte definidos, inicialmente, por análise cinemática das cunhas críticas, da mesma forma que as galerias. Essas análises indicaram cunhas com fator de segurança abaixo de 1,3 na capa, lapa e teto dos realces, que foram estabilizadas com cabos, de forma a atingirem um FS de 1,5. Os cabos utilizados nas análises têm 15,00 mm de diâmetro, módulo elástico de 200 GPa e resistência à tração de 0,27 MN.

As espessuras dos *sill-pillars* variaram de acordo com a inclinação dos realces de lavra, tendo 5,00 m em realces com inclinações maiores que 60°, e 7,00 m para realces com inclinação menor que 60°. Na presença de realces paralelos, como ocorre na porção inferior do perfil 13300, também são sugeridos *sill-pillars* de 7,00 m.

Os resultados obtidos para as análises por elementos finitos, por meios contínuos e por meios descontínuos, foram bem diferentes para os estudos dos realces de lavra, ao contrários das análises feitas nas galerias, como pode ser visto na Tabela 8-4 e na Tabela 8-5. Os deslocamentos totais observados, com e sem a instalação do sistema de suporte, são muito maiores nos modelos contínuos. Na análise por meios descontínuos, a maior parte dos resultados de deslocamentos totais, após a aplicação dos cabos, mostraram valores próximos a 2,00 cm, enquanto que nas análises por meios contínuos os deslocamentos superaram significativamente os 2,00 cm em quase todos os casos.

Os contextos geológicos locais também se mostraram de suma importância para a avaliação da eficiência e necessidade de reforço. Os realces em que a zona de lapa do corpo de minério é composta por dolomito cinza, os deslocamentos são muito reduzidos, ficando abaixo de 2,00 cm em todos os casos, independente da inclinação e altura dos realces. Já nos realces em que a lapa é composta por brecha dolomítica, pela análise efetuada, considera-se a necessidade de aplicação de cabos, já que os deslocamentos totais superaram os 2,00 cm, sendo que as maiores zonas de deformação foram verificadas nos realces com inclinação menor que 60°. A presença de pacotes espessos de marga na região de capa, também induzem deslocamentos totais altos, como evidenciado na análise do realce entre os níveis 300 e 326, no perfil 13300.

Portanto, o sistema de cabos aplicados nos realces de lavra foi considerado satisfatório para as análises de cunhas críticas, com Fatores de Segurança maiores que 1,5, e para as análises por elementos finitos com meios descontínuos, com deslocamentos totais próximos a 2,00 cm. No entanto, nas análises por elementos finitos por meios contínuos, os deslocamentos observados foram altos, mesmo após a aplicação do sistema de suporte, com valores entre 7,00 e 10,00 cm.

Por fim, recomendam-se estudos complementares, a partir dos trabalhos desenvolvidos nesta dissertação:

- Comparação dos resultados obtidos no estudo com os resultados reais das lavras a serem escavadas na região de estudo, para que a metodologia e os parâmetros sejam calibrados para as análises por meios descontínuos;
- Os parâmetros geotécnicos pós-pico, ou plásticos, dos maciços rochosos envolvidos na análise devem ser melhor estudados, através de instrumentações e retroanálises, para que as zonas de deformação induzidas pelo acúmulo de tensões nas escavações sejam melhor definidas;
- Estudos de estabilidade por elementos discretos também são indicados, uma vez que a caracterização geotécnica das discontinuidades realizada neste trabalho fornece elementos suficiente para tanto, com a finalidade de comparar com os

resultados obtidos nas análises por elementos finitos e análises cinemáticas de cunhas;

- As solicitações cortantes e axiais nos cabos podem ser melhor estudadas através dos modelos descontínuos, já que se torna possível avaliar movimentos relativos entre blocos delimitados pelas discontinuidades presentes no maciço rochoso. Portanto, é sugerido que tais estudos sejam desenvolvidos no futuro, em virtude da melhor compreensão do comportamento dos cabos nos realces de lavra da Mina de Vazante.

## REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Akram, M. & Bakar, M. Z. A. (2007). Correlation between Uniaxial Compressive Strength and Point Load Index for Salt-Range Rocks. *Pakistan Journal of Engineering and Applied Sciences*, Volume 1.
- Argyris, J. (1960). *Energy theorems and structural analysis*. Aircraft engineering. Butterworths Scientific Publications, Londres, Inglaterra.
- Atlas Copco (2007). *Mining Methods in Underground Mining*. Third edition, [www.atlascopco.com](http://www.atlascopco.com), 152.
- Aufmuth, R. E. (1973). A Systematic Determination of Engineering Criteria for Rock. *Bulletin of Association of Engineering Geology*, Volume 11, páginas 235 – 245.
- Azami, A.; Yacoub, T.; Curran, J.H.; Wai, D. (2013). A Constitutive Model for Jointed Rock Mass. [www.roscience.com](http://www.roscience.com).
- Bandis, S. C.; Lumsden, A. C.; Barton, N. (1983). Fundamentals of Rock Joint Deformation. *International Journal of Rock Mechanics, Mining Sciences & Geomechanics*, Volume 20, páginas 249-268.
- Barbosa, O.; Baptista, .M.B.; Braun, O.P.G.; Dyer, R.C.; Costa, J.C. (1969). *Geologia e Recursos Minerais do Projeto Brasília*. PROSPEC-DNPM, 225P. (Relatório Interno).
- Barton, N. (1973). Review of a new shear-strength criterion for rock joints. *Engineering Geology*, Volume 7, Páginas 287-332.
- Barton, N.; Lien, R.; Lunde, J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics*. 6, 1974, 189-236.
- Barton, N. & Choubey, V. (1977). The shear strength of rock joints in theory and practice. *Rock Mechanics*, vol 10 (1-2), 1-54.
- Barton, N & Bandis, S. (1980). Some effects of scale on the shear strength of joints. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics* Volume 17, Páginas 69-73.
- Barton, N. (1982). *Modelling Rock Joint Behavior from In Situ Tests: Implications for Nuclear Waste Repository Design*. Reporte Técnico. Nick Barton & Associates, Oslo, Noruega , [www.nickbarton.com](http://www.nickbarton.com).



- Barton, N. (2000). Rock mass classification for choosing between TBM and drill-and-blast or a hybrid solution. Nick Barton & Associates, Oslo, Norway  
www.nickbarton.com.
- Barton, N. (2002). Some new Q-value correlations to assist in site characterization and tunnel design. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, Volume 39, páginas 185-216.
- Barton, N. (2007). Future directions for rock mass classification and characterization - Towards a cross-disciplinary approach. Nick Barton & Associates, Oslo, Norway  
www.nickbarton.com/, 11.
- Barton, N. (2008). Training course on rock engineering. Organized by ISRMTT & CSMRS, New Dheli, India. www.nickbarton.com.
- Beverly, B. E., D. A. Schoenwolf & G. S. Brierly (1979). Correlations of rock index values with engineering properties and the classification of intact rock.
- Bhering, A.P. (2009). Classificação do Maciço Rochoso e Caracterização das Brechas de Mina Subterrânea de Vazante-MG. Dissertação de Mestrado do Programa de Pós-Graduação em Engenharia Civil da Universidade Federal de Viçosa, Viçosa-MG.
- Bieniawski, Z.T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications. A Complete Manual for Engineers and Geologists in Mining, Civil and Petroleum Engineering*. John Wiley & Sons Inc., USA, 250 p.
- Bittencourt, C. & Reis Neto, J. M. (2012). O sistema cárstico de Vazante - carste em profundidade em metadolomitos do Grupo Vazante - MG. *Revista Brasileira de Geociências*, Volume 42, páginas 01-10.
- Blyth, F. G. H. & de Freitas, M. H. (1984). *A Geology for Engineers*. Elsevier Science Publishing Co., Inc..Seventh Edition, 325.
- Bourchier, F.; Dib & E.; O'Flaherty, M. (1992). Practical improvements to installation of cable bolts: progress at Campbell Mine. *Rock Support in Underground Mining and Construction. International. Symposium of Rock Support*, páginas 311–318, Rotterdam, Holanda.
- Cai, M. & Kaiser, P. (2006). Visualization of Rock Mass Classification Systems. *Geotechnical and Geological Engineering*, Volume 24, paginas 1089–1102. Springer 2006.

- Charbel, P.A. (2015). Gerenciamento de Risco Aplicado à Diluição de Minério. Tese de Doutorado. UnB – Departamento de Engenharia Civil, Brasília.
- Couto, L.C.G. & Caldeira, F.A.F (2002). Classificação Geomecânica – Mina Subterrânea de Vazante. Relatório Interno da Votorantim Metais, Unidade Vazante.
- Crowder, J.J. & Bawden, W.F. (2006). The Estimation of Post-Peak Rock Mass Properties: Numerical Back Analysis Calibrated using In Situ Instrumentation Data. [www.rocscience.com](http://www.rocscience.com).
- Curran, J.H.; Corkum, B.; Hammah, R.E.(2004). Three-dimensional Analysis of Underground Wedges under the Influence of Stresses. [www.rocscience.com](http://www.rocscience.com).
- Curran, J.H.; Hammah, R.E.; Yacoub, T.; B. Corkum (2008). The Practical Modelling of Discontinuous Rock Masses with Finite Element Analysis. 42nd US Rock Mechanics Symposium and 2nd U.S.-Canada Rock Mechanics Symposium. São Francisco, Estados Unidos.
- Cuxac, P. (1991). Ultrasonic wave propagation and attenuation of fractured and anisotropic rocks. Tese de Douotorado,, I.N.P.L. - E.N.S.G. Nancy, França.
- Dardenne, M.A. (1978). Zonação Tectônica na borda ocidental do Cráton São Francisco. Anais do Congresso Brasileiro de Geologia, páginas 299-308. Recife, Brasil.
- Dardenne, M.A. (2000). The Brasilia Fold Belt. In: 31 st International Geological Congress, Rio de Janeiro. Tectonic evolution of South America, 231-263.
- Dardenne, M.A. & Schobbenhaus, C. (2001). Metalogênese do Brasil. Editora Universidade de Brasília, 392.
- Deere, D. U. and R. P. Miller (1966). Engineering classification and index properties of rock,” Tech. Report Air Force Weapons Lab., New Mexico, 65-116.
- Duveau, G. & Shao, J.F. (1998). A modified single plane of weakness theory for the failure of highly stratified rocks. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, Volume 35, Pages 807-813.
- El Amrani, N., Lamas, F., Irigaray, C., Chacón, J. (1998). Engineering geological characterization of Neogene marls in the Southeastern Granada Basin, Spain. Engineering Geology, volume 50, páginas 165–175.

- Fu, G.Y. & Ma, G.W. (2014). Extended key block analysis for support design of blocky rock mass. *Tunnelling and Underground Space Technology*, Volume 41, páginas 1–13.
- Fu, G.Y.; Ma, G.W.; Qua, X.L.; Huang, D. (2016) .Stochastic analysis of progressive failure of fractured rock masses containing non-persistent joint sets using key block analysis. *Tunnelling and Underground Space Technology*, Volume 51, páginas 258–269.
- Goodman, R.E.; Taylor, R.L.; Brekke, T.L.; (1968). A model for the mechanics of jointed rock. *Journal of the Soil Mechanics and Foundations Division*, volume 94(SM3), páginas 637–659.
- Goodman, R. E. (1976). *Method of Geological Engineering in Discontinuous Rocks*. West Publishing Company.
- Goodman, R. E. (1980). *Introduction to Rock Mechanics*. 1a ed. John Wiley & Sons. 478 p. New York.
- Goodman, R.E. & Shi, G.H. (1985). *Block theory and its application to rock engineering*. Editora Prentice-Hall, Londres, Inglaterra.
- Graselli, G. (2005). 3D Behaviour of Bolted Rock Joints: Experimental and Numerical Study. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Science*, Volume 42, páginas 13-25.
- Grimstad, E. & Barton, N. (1993). *Updating the Q-system for NMT*. Nick Barton & Associates, Oslo, Norway [www.nickbarton.com](http://www.nickbarton.com).
- Hasui, Y. & Mioto, J.A. (1992). *Geologia Estrutural Aplicada*. Associação Brasileira de Geologia de Engenharia e S.A. Indústrias Votorantim, 459.
- Hoek, E. & Brown E.T. (1980). *Underground Excavation in Rock*. IMM, London, UK, 527 p.
- Hoek, E.; Kaiser, P.K.; Bawden, W.F. (1995). *Support of Underground Excavations in Hard Rock*. [www.rocscience.com/hoek/corner](http://www.rocscience.com/hoek/corner), 225 p.
- Hoek, E. & Brown, E.T. (1997). Practical estimates or rock mass strength. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 34 (88), 1165-1168.
- Hoek, E. (2001). *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME). Littleton, Estados Unidos.

- Hoek, E.; Carranza-Torres, C.; Corkum, B. (2002). Hoek-Brown failure criterion – 2002 edition. Proceedings of NARMS-TAC conference, Toronto, 1, 267-273.
- Hoek, E.; Marinos, P.G. & Marinos, V.P. (2005). Characterisation and engineering properties of tectonically undisturbed but lithologically varied sedimentary rock masses. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, Volume 42, Issue 2, February 2005, Pages 277-285
- Hoek, E.; Kaiser, P.K.; Bawden, W.F. (2000). *Support of Underground Excavations in Hard Rock*. Fourth print, Published by Taylor & Francis, 215.
- Hoek, E. & Diederichs, M.S. (2006). Empirical estimation of rock mass modulus. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 43, 203-215.
- Hoek, E. (2006). *Practical rock engineering*. North Vancouver, Canada: Evert Hoek Consulting Inc.; 2006.
- Hoek, E.; Marinos P. (2007). A brief history of the development of the Hoek-Brown failure criterion. *Soils and Rocks*, No 2, 13.
- Hudson, J.A. & Harrison, J.P. (1997) - *Engineering Rock Mechanics: An Introduction to the Principles*. University of London, UK. Pergamon Press, 444 p.
- Indraratna, B.; Oliveira, D.A.F.; Brown, E.T.; Assis, A.P. (2010). Effect of soil-filled joints on the stability of rock wedges formed in a tunnel roof. *International Journal of Rock Mechanics, Mining Sciences & Geomechanics*, Volume 47, páginas 739–751.
- IPT – Instituto de Pesquisas Tecnológicas (1986). Estudos geológicos-geotécnicos para subsidiar a implantação da Mina do Morro da Usina. Relatório N° 24 455, 48.
- IPT – Instituto de Pesquisas Tecnológicas (1994a). Assessoria em geomecânica na mineração subterrânea de Vazante – Vazante, MG. Relatório N° 32 032, 58.
- IPT – Instituto de Pesquisas Tecnológicas (1994b). Ensaio laboratoriais de mecânica de rochas em amostras provenientes das minerações subterrâneas de Vazante e Morro Agudo, MG. Relatório N° 31 663, 272.
- IPT – Instituto de Pesquisas Tecnológicas (1997). Determinação de tensões nos maciços rochosos das lavras subterrâneas da Mineração Morro Agudo, Paracatu-MG e Mina Morro da Usina, Vazante-MG. Relatório N° 34 913, 94.
- IPT – Instituto de Pesquisas Tecnológicas (2004). Levantamento Geológico-Estrutural nos Entornos da Mina de Zinco da Votorantim Metais – Unidade Vazante, no

- Município de Vazante, MG, como Subsídio aos Estudos Hidrogeológicos. Relatório Técnico Nº 72 350 – 205 Relatório Final, 101.
- IPT – Instituto de Pesquisas Tecnológicas (2005). Complementação do Modelo Geológico-Estrutural no Entorno das Minas de Zinco da Votorantim Metais – Unidade Vazante, como Subsídio aos Estudos Hidrogeológicos, Vazante, MG. Relatório Técnico Nº 81 704 – 205 Final, 23.
- ISRM (1978). International Society of Rock Mechanics Commission on Testing Methods. Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, 15, 319-368.
- ISRM (1981). International Society of Rock Mechanics Commission on Testing Methods. Rock characterization, testing and monitoring suggested methods. Pergamon Press, Oxford.
- Jing, L. (2003). A review of techniques, advances and outstanding issues in numerical modelling for rock mechanics and rock engineering. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, Volume 40, páginas 283–353.
- Kahraman, S.; Korkmazve, S. & Akcay, M. (1996). The reliability of using Schmidt hammer and point load strength test in assessing uniaxial compressive strength, K.T.U. Department of Geological Engineering 30th year symposium book, Trabzon, 362– 369.
- Kahraman, S. (2001). Evaluation of simple methods for assessing the uniaxial compressive strength of rock, *International Journal of Rock Mechanics, Mining Science and Geomechanics*, Abstr.38, 981–994.
- Kidybinski A. (1980) “Bursting liability indices of coal,” *International Journal of Rock Mechanics, Mining Science and Geomechanics*, Abstr. 17, 167-171.
- Kulhawy, F. H. (1975). Stress Deformation Properties of Rock and Rock Discontinuities. *Engineering Geology*, Volume 9, páginas 327--350.
- Lacazette, A. & Engelder, T. (1992). Fault Mechanics and Transport Properties of Rocks, Pages 297–323 Chapter 12 Fluid-driven Cyclic Propagation of a Joint in the Ithaca Siltstone, Appalachian Basin, New York, Elsevier B.V. All rights reserved. *International Geophysics*, Volume 51, 1992, Pages 297-323

- Lacerda Filho, J.V. & Oliveira, C.C. (1994). Geologia da região sudeste de Goiás. Anais do Simpósio de Geologia do Centro-Oeste, páginas 157-159, Brasília, Brasil;
- Leblais, Y. & Leblond, L. (1994). Channel Tunnel: French Undersea Crossover Design and Construction. Seventh International Symposium of Tunneling. Londres, Inglaterra.
- Magalhães, F.S. & Cella, P.R.C. (2009). A geologia de engenharia na definição do método de lavra e do sistema de estabilização do maciço na mina de zinco do Morro da Usina, MG. 204 p.
- Geologia de Engenharia, Conceito Método e Prática, 2º edição revisada e ampliada. Álvaro Rodrigues dos Santos. Associação Brasileira de Geologia de Engenharia e Ambiental-ABGE, Editora Nome da Rosa, São Paulo-SP, 51-55.
- Maldonado, A. F. (2006). Caracterização das Estruturas Geológicas e Estimativas da Resistência ao Cisalhamento das Descontinuidades na ineração de Cobre de Tintaya, Perú. UnB – Departamento de Engenharia Civil, Brasília.
- Marinos, P. & Hoek, E. (2000). GSI - A geologically friendly tool for rock mass strength estimation. Proceedings of International Conference on Geotechnical & Geological Engineering, GeoEng2000, Technomic publ., Melbourne, 1422-1442.
- Menendez-Diaz, A.; Gonzalez-Palacio, C.; Alvarez-Vigil, A.E.; Gonzalez-Nicieza, C.; Ramirez-Oyanguren, P., (2009). Analysis of tetrahedral and pentahedral key blocks in underground excavations. Computer & Geotechnics, Volume 36 , páginas 1009–1023.
- Oliveira, G. D. (2013). Reconstrução Paleoambiental e Químioestratigrafia dos Carbonatos Hospedeiros do depósito de Zinco Silicatado de Vazante, MG. Dissertação de Mestrado, Instituto de Geociências da Universidade de Brasília, Brasília-DF.
- Palmstrom, A. & Broch, E. (2006). Use and misuse of rock mass classification systems with particular reference to the Q. Tunnelling and Underground Space Technology, Volume 21, Pages 575-593.
- Patton, F.D. (1966). Multiple modes of shear failure in rock. Proc. 1st Congr. Int. Soc. Rock Mech., Lisboa, Portugal. Páginas 509-513.

- Pereira, L. (1992). Relações Tectono-Estratigráficas entre as Unidades Canastra e Ibiá na Região de Coromandel e Guarda-Mor. MG. Dissertação de Mestrado. IG-UnB, Brasília.
- Pereira, L.; Dardenne, M.A.; Rosière, C.A.; Pedrosa-Soares, A.C.(1994). Evolução Geológica dos Grupos Canastra e Ibiá na região entre Coromandel e Guarda-Mor, MG. Geonomos, Volume 2, páginas 22-32.
- Pimentel, M.M. & Fuck, R.A. (1992). Neoproterozoic Crustal Accretion in Central Brazil. *Geology*, Volume 20, páginas 373-379.
- Pinho, J.M.M. (1990). Evolução tectônica da mineralização de zinco de Vazante-MG. Dissertação de Mestrado, Nº 58, Instituto de Geociências da Universidade de Brasília, Brasília-DF, 115.
- Pinotti, A. M. & Carneiro, C. D. (2012). Geologia Estrutural na previsão e contenção de queda de blocos em encostas: aplicação no Granito Santos, SP. *Revista TERRÆ DIDÁTICA*, 9-2:132-168,
- Ramamurthy, T. (2004). A geo-engineering classification for rocks and rock masses . *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, Volume 41, pages. 89–101.
- Reißmüller, M. (1997). Geotechnische Eigenschaften verwitterter Kfssener Mergel. Tese de Doutorado - Technical University of Munich. Munique, Alemanha.
- Rostirolla, S.P.; Mancini, F.; Reis Neto, J.M.; Figueira, E.G.; & Araújo, E.C. (2002). Análise estrutural da mina de Vazante e adjacências: geometria, cinemática e implicações para a hidrogeologia. *Revista Brasileira de Geociências*, 32(1), 59-68.
- Ruf, J. C.; Rust, K. A. & Engelder, T. (1998). Investigating the effect of mechanical discontinuities on joint spacing Original Research Article, *Tectonophysics*, Volume 295, Issues 1–2, 30 September 1998, Pages 245-257.
- Sabatoukakis N., G. Koukis, G. Tsiambaos ;S. Papanakli (2008). Index properties and strength variation controlled by microstructure for sedimentary rocks. *Engineering Geology*, Volume 97, páginas 261–273.
- Stille, H. & Palmström, A. (2003). Classification as a tool in rock engineering. *Tunnelling and Underground Space Technology*, Volume 18, Pages 331-345.
- Stillborg, B. (1994). Professional users handbook for rock bolting, Segunda Edição. Clausthal- Zellerfeld: Trans Tech Publications.

- Tse, R. & Cruden, D.M. (1979). Estimating joint roughness coefficients. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics*. Volume 16, páginas 303-307.
- Turner, M.; Clough, R.W.; Martin, H.C.; Topp, L.J. (1956). Stiffness and deflection analysis of complex structures. *Journal of Aeronautical Sciences*, Volume 23, Páginas 805–23.
- Valeriano, C.M.; Machado, N.; Simonetti, A.; Valladares, C.S.; Seer, H.J.; Simões, L.S.A. (2004). U-Pb Geochronology of the Southern Brasília Belt (SE-BRAZIL): Sedimentary Provenance, Neoproterozoic Orogeny and Assembly of West Gondwana. *Precambrian Research.*, Volume 130, páginas 27-55.
- Valeriano, C.M.; Dardenne, M.A.; Fonseca, M.A.; Simões, L.S.A.; Seer, H.J. (2004). A evolução tectônica da Faixa Brasília. In: MANTESSO-NETO, V. (org.) 2004. *Geologia do continente sulamericano: Evolução da obra de Fernando Flávio Marques de Almeida*. São Paulo. 647p.
- Warburton, P.M. (1981). Vector stability analysis of an arbitrary polyhedral rock block with any number of free faces. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, Volume 18, páginas 415–42.
- Windsor, C. R. (1997). Rock reinforcement systems. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, Volume 34, páginas 919-957.
- Wyllie, D.C. & Mah, C.W. (2004). *Rock Slope Engineering*, 4a ed. Spon Press 431 p. New York.
- Yagiz, S. (2008). Predicting uniaxial compressive strength, modulus of elasticity and index properties of rocks using the Schmidt hammer. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment - Springer*, Volume 68, páginas 55–63.
- Zhao, J. (2000). Applicability of Mohr-Coulomb and Hoek-Brown strength criteria to the dynamic strength of brittle rock. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, Abst. 37, páginas 1115 a 1121.



## ANEXOS

I) ANEXO I: Tabelas de referência para obtenção dos parâmetros geotécnicos do sistema Q, de Barton (Barton, 2002, *apud* Charbel, 2015).

Índice de Qualidade da Rocha	RQD %
Rocha de muito má qualidade	0 - 25
Rocha de má qualidade	25 - 50
Rocha de qualidade regular	50 - 75
Rocha de boa qualidade	75 - 90
Rocha de excelente qualidade	90 - 100

i) RQD medido < 10 assume valor de RQD = 10.  
ii) Valores de RQD em intervalos de 5 apresentam suficiente acurácia.

Número de Família de Descontinuidades	$J_n$
A Nenhuma ou poucas	0,5 - 1
B 1 família de descontinuidades	2
C 1 família de descontinuidades + 1 aleatória	3
D 2 famílias de descontinuidades	4
E 2 família de descontinuidades + 1 aleatória	6
F 3 família de descontinuidades	9
G 3 família de descontinuidades + 1 aleatória	12
H 4 ou mais famílias de descontinuidades	15
I Rocha extremamente fraturada	20

i) Para interseção utilize  $3 \times J_n$   
ii) Para portal utilize  $2 \times J_n$

### a) Contato rocha-rocha entre paredes das descontinuidades

Descrição das Descontinuidades	$J_r$
A Sem continuidade	4,0
B Rugosas ou irregulares, onduladas	3,0
C Lisas, onduladas	2,0
D Polidas, onduladas	1,5
E Rugosas ou irregulares, planas	1,5
F Lisas, planas	1,0
G Polidas, planas	0,5

### b) Não há contato rocha-rocha entre paredes das descontinuidades

Descrição das Descontinuidades	$J_r$
H Zona com minerais argilosos	1,0
I Zona com rocha esmagada	1,0

- i) Somar 1, se o espaçamento da família mais relevante for maior que 3 m.  
ii)  $J_r = 0,5$  pode ser usado para superfícies polidas, contendo lineações orientadas na direção da menor resistência.  
iii) Os valores de  $J_r$  e  $J_a$  referem-se à família mais desfavorável à estabilidade

a) Contato rocha-rocha entre as paredes das descontinuidades			
	Descrição	$J_a$	$\phi_r$
A	Paredes duras, compactas, preenchimentos impermeáveis.	0,75	-
B	Paredes sem alteração, somente leve descoloração.	1,0	23-35°
C	Paredes levemente alteradas, com partículas arenosas e rochas desintegradas sem argila.	2,0	25-30°
D	Paredes com películas silto-arenosas ou silto-argilosas, pequena quantidade argilosa.	3,0	20-25°
E	Paredes com películas de materiais moles ou baixo ângulo de atrito (caulinita, mica, gesso, talco, clorita, grafite, etc) e pequenas quantidades de argila expansiva.	4,0	8-16°
b) Contato rocha-rocha entre as paredes das descontinuidades, após deslocamento relativo inferior a 10 cm.			
	Descrição	$J_a$	$\phi_r$
F	Descontinuidade com partículas arenosas, rocha desintegrada sem argila.	4,0	25-30°
G	Descontinuidades com preenchimento argiloso, fortemente sobreadensado, contínuo e < 5 mm.	6,0	16-24°
H	Descontinuidades com preenchimento argiloso, pouco ou medianamente sobreadensado, contínuo e < 5 mm.	8,0	12-16°
I	Descontinuidades com preenchimento argiloso expansivo, contínuo e < 5 mm; Variação de valores é função do tamanho das partículas de argilas expansivas e da condição de presença de água	8-12	6-12°
c) Não há contato rocha-rocha entre as paredes das descontinuidades			
	Descrição	$J_a$	$\phi_r$
J, K, L	Zonas ou faixas com rochas desintegradas ou esmagadas e argila (ver G, H e I para condições de material argiloso)	6, 8 ou 8-12	6-24°
M	Zonas ou faixas silto-argilosa ou areno-argilosas, com pequena quantidade de argila.	5,0	-
N, O, P	Espressas zonas ou faixas contínuas de argila (ver G, H e I para as condições do material argiloso)	10, 13 ou 13-20	6-24°
	Descrição	Pressão de Água Aproximada (kgf/cm <sup>2</sup> )	$J_w$
A	Escavações secas ou afluência pequena (< 5 l/min).	< 1	1,0
B	Afluência média ou pressão que ocasionalmente arrastam o preenchimento das descontinuidades.	1-2,5	0,66
C	Afluência elevada ou pressão elevada em rochas competentes, com descontinuidades sem preenchimento.	2,5-10	0,50
D	Afluência elevada ou pressão elevada, coml arraste considerável do preenchimento.	2,5-10	0,33
E	Afluência excepcionalmente elevada ou pressão explosiva, decaindo com o tempo.	> 10	0,2-0,1
F	Afluência excepcionalmente elevada ou pressão contínua, sem decaimento.	> 10	0,1-0,5

a) Zonas de fraqueza interceptando a escavação

	Descrição	SRF
A	Ocorrência de múltiplas zonas de fraqueza, contendo argilas ou rochas quimicamente desintegradas em torno da cavidade (qualquer profundidade).	10,0
B	Uma única Zona de fraqueza contendo argila ou rocha quimicamente desintegrada (profundidade da escavação < 50 m).	5,0
C	Uma única Zona de fraqueza contendo argila ou rocha quimicamente desintegrada (profundidade da escavação > 50 m).	2,5
D	Múltiplas zonas de cisalhamento em rocha competente, sem argila e com rochas soltas no em torno (qualquer profundidade).	7,5
E	Uma única zona de cisalhamento em rocha competente, sem argila (profundidade < 50 m).	5,0
F	Uma única zona de cisalhamento em rocha competente, sem argila (profundidade > 50 m).	2,5
G	Descontinuidades abertas, fraturamento muito intenso (qualquer profundidade).	5,0

Nota: reduz-se estes valores de SRF de 25-50% se a zona de cisalhamento relevante somente influencia mas não intercepta a escavação.

b) Rochas competentes, problemas de tensões em rocha

	Descrição	$\sigma_{ci} / \sigma_1$	$\sigma_\theta / \sigma_{ci}$	SRF
H	Tensões baixas, próximo à superfície.	> 200	< 0,01	2,5
I	Tensões médias ou condições de tensões favoráveis.	10-200	0,01-0,3	1,0
J	Tensões elevadas, usualmente favoráveis à estabilidade, podem ser desfavoráveis a estabilidade da parede.	5-10	0,3-0,4	0,5-2,0
K	Desplacamento moderado após 1 hora, em rocha maciça.	3-5	0,5-0,65	5,0-50,0
L	Desplacamento seguido, após alguns minutos, de explosão em rocha maciça.	2-3	0,65-1	50,0-200
M	Explosões intensas de rochas maciças com deformação dinâmica imediata.	< 2	> 1	200-400

i) Para o campo de tensões virgens fortemente anisotrópico (se medidos), quando  $5 \leq \sigma_1 / \sigma_3 \leq 10$ , reduzir  $\sigma_{ci}$  para  $0,5 \sigma_{ci}$

ii) Há poucos registros disponíveis quando a espessura do pilar coroa "crown pillar", é menor que a largura do vão da escavação subterrânea. Caso isto ocorra aumente o valor de SRF de 2,5 para 5 (ver H)

iii)  $\sigma_{ci}$  – resistência à compressão simples;  $\sigma_1$  – tensão principal maior;  $\sigma_3$  – tensão principal menor; e  $\sigma_\theta$  – tensão tangencial máxima.

c) Rochas deformáveis, plastificação de rochas incompetentes sob elevadas tensões

	Descrição	$\sigma_\theta / \sigma_{ci}$	SRF
N	Pressão impondo deformação moderada	1-5	5,0-10,0
O	Pressão impondo deformação elevada	> 5	10,0-20,0

Casos de rochas deformáveis podem ocorrer para profundidades iguais a  $H > 350 Q^{1/3}$ . A resistência à compressão simples do maciço rochoso pode ser estimada a partir da equação  $q = 7 \gamma Q^{1/3}$ , onde  $\gamma$  é o peso específico da rocha em  $gf/cm^3$ .

d) Rochas expansíveis (atividade química expansiva em presença de água)

	Descrição	SRF
P	Pressão de expansão moderada	5,0-10,0
Q	Pressão de expansão elevada	10,0-15,0

Classe de Maciço	Valor de Q
Maciço excepcionalmente pobre (Excep. Pobre)	0,001 – 0,01
Extremamente pobre (Extr. Pobre)	0,01 – 0,1
Muito pobre	0,1 – 1,0
Pobre	1,0 – 4,0
Regular (R)	4,0 – 10,0
Bom	10,0 – 40,0
Muito bom	40,0 – 100,0
Extremamente bom (Extr. Bom)	100,0 – 400,0
Excepcionalmente bom (Excep. Bom)	400,0 – 1000,0

II) ANEXO II: Tabelas de contenções aplicadas, por classe geotécnica, segundo o Sistema de Classificação de Vazante (Couto e Caldeira, 2002).



Classe do Maciço	Contenção Aplicada		
	Ancoragem	Concreto Projetado	Enfilagem / Cambota Metálica
II-A e III-A	Atirantamento sistemático no teto, utilizando tirante com resina apresentando diâmetro e comprimento respectivamente iguais a 1" x 2,4 m ou equivalente, em uma malha triangular ("pé de galinha") de 1,8 x 1,8 m. Instalação a cada fogo ou permitindo um fogo de defasagem.	-	-
II-B e III-B	<i>Galerias paralelas à mineralização:</i> atirantamento sistemático no teto e nas paredes laterais a partir de 2 m do piso. <i>Galerias perpendiculares à mineralização:</i> atirantamento sistemático no teto. Em ambos utilizam-se tirantes com resina apresentando diâmetro e comprimento respectivamente iguais a de 1" x 2,4 m, ou equivalente, em uma malha triangular ("pé de galinha") 1,5 x 1,5 m. Instalação a cada fogo ou permitindo um fogo de defasagem.	-	-
IV-A e IV-B	Atirantamento sistemático no teto e nas paredes laterais a partir de 2 m do piso, utilizando tirantes com resina apresentando diâmetro e comprimento respectivamente iguais a 1" x 2,4 m, ou equivalente, em uma malha triangular ("pé de galinha") 1,5 x 1,5 m, com tela metálica.	5 cm de concreto projetado com fibra, onde necessário.	-
V	-	Aplicação de concreto projetado para preenchimento dos espaços vazios entre cambotas metálicas.	Enfilagem com vergalhões de diâmetro e comprimento respectivamente iguais a 1" e 6 a 9 m, espaçados de 20 a 30 cm, cambotas metálicas espaçadas de 0,75 a 1,5 m e tela metálica quadrada entre as cambotas. Instalação de tubos para drenagem nas fendas, antes da aplicação do concreto.
VI	Atirantamento sistemático no teto utilizando tirantes com resina apresentando diâmetro e comprimento respectivamente iguais a 1" x 2,4 m, ou equivalente, em uma malha triangular ("pé de galinha") 1,5 x 1,5 m.	5 cm de concreto projetado.	-
VII	Nesta classe de maciço não se executa escavação.		
Pilares	A contenção dos pilares varia entre nenhuma contenção até a aplicação do 3º passo, em função das condições dos pilares, principalmente, no que se refere às concentrações de tensões induzidas.	1º Passo – Utilização de tirantes 1" x 2,4 m (ou equivalente). 2º Passo – Tela metálica mais 5 cm de concreto projetado. 3º Passo – Caso necessário repetir o 2º passo.	

III) ANEXO III: Tabelas de descrição dos testemunhos de sondagem (arquivo pessoal).

<b>Perfil</b>	<b>Furo</b>	<b>Inclinação</b>	<b>Direção de caimento</b>
13225	GPSHP13225SF01	14	136
13225	GPSHP13225SF03	23	136
13225	GPSHP13225SF05	34	136
13225	GPSHP13225SF07	48	136
13225	GPSHP13225SF09	60	136
13225	GPSHP13225SF11	72	136
13300	GPSHP13300SF01	14	136
13300	GPSHP13300SF03	23	136
13300	GPSHP13300SF05	34	136
13300	GPSHP13300SF07	48	136
13300	GPSHP13300SF09	60	136
13300	GPSHP13300SF11	72	136

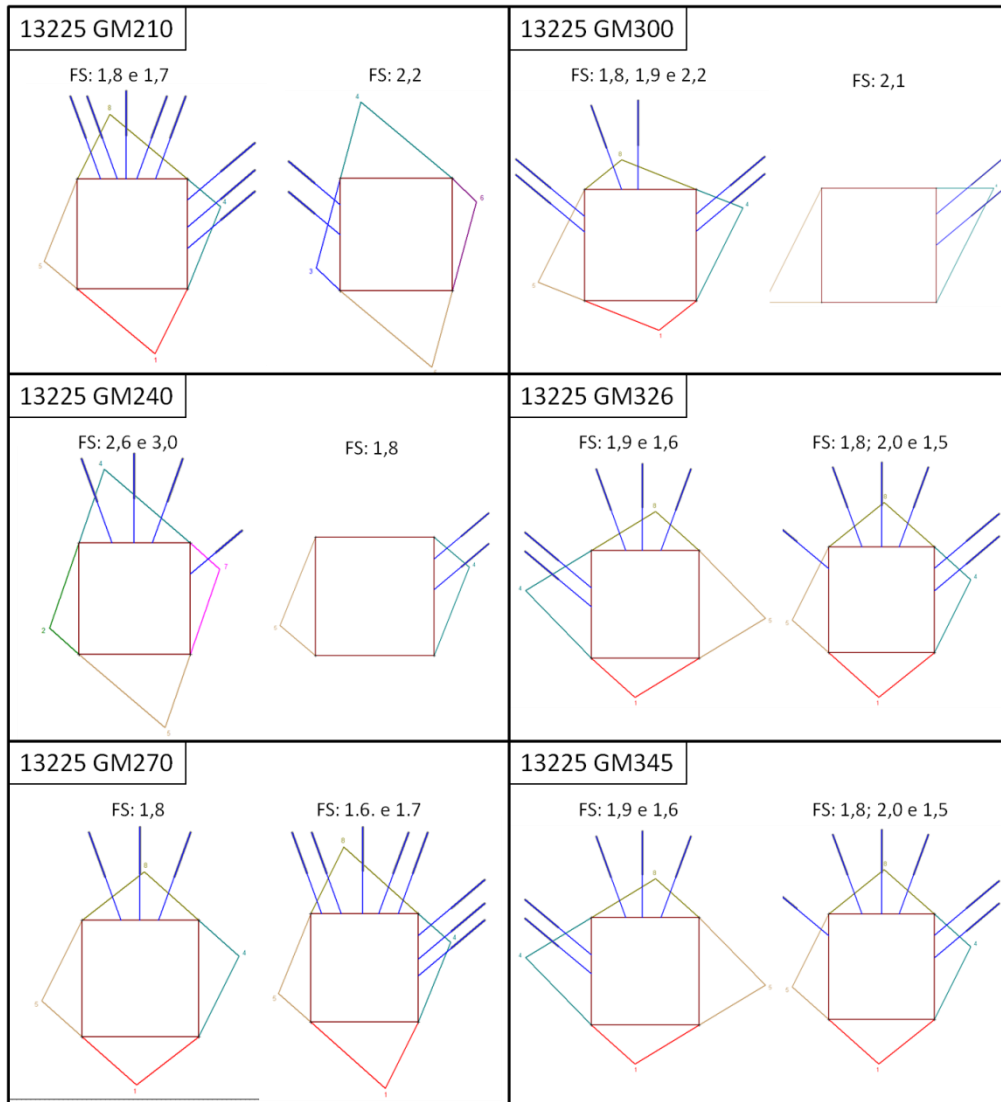
Furo	De	Até	Rocha	Descontinuidades											
				Familia	$\alpha$	$\beta$	Dip	Dip.Dir.	Espaç.	Preench.	JRC	Jr	Já	Jr/Já	Classe
GPSHP13225SF01	149,5	152,5	Mga	S0	60	180	46	316	10	Mga	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13225SF01	152,5	158	DORO	NE-SE	40	40	66	170	20	Doro	1	1	2	-	LCAJ2
GPSHP13225SF01	152,5	158	Doro	NW	40	220	43	272	40	Doro	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF01	158	163	BXD	FVZ	70	180	56	316	10	BXD	14	3	1	-	RCAJ1
GPSHP13225SF01	163	168	DCZ	S0	40	180	26	316	100	DCZ	1	1	1	-	LCAJ1
GPSHP13225SF01	163	168	DCZ	NE-SE	70	0	84	136	30	DCZ	1	1	2	-	LCAJ2
GPSHP13225SF03	45	60	Mga	S0	50	180	29	316	15	Mga	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13225SF03	60	64	Doro	FVZ	70	0	90	316	10	Doro	1	1	2	-	LCAJ2
GPSHP13225SF03	60	64	Doro	NW	20	80	88	204	10	Doro	1	1	2	-	LCAJ2
GPSHP13225SF03	64	75	Doro	S0	50	180	29	316	50	Doro	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF03	64	75	Doro	NW	20	100	74	31	50	Doro	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF03	64	75	Mga	S0	30	180	9	316	100	Mga	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13225SF03	75	82	BXD	S0	30	180	9	316	50	Mga	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13225SF03	75	82	bxid	NW	20	100	74	31	10	bxid	14	3	1	-	RCAJ1
GPSHP13225SF03	75	82	Doro	S0	50	180	29	316	20	Doro	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF03	82	85	BXD/BXW	FVZ	60	180	39	316	20	BXD	4	1,5	3	0,5	MCAJ3R1
GPSHP13225SF03	82	85	BXD/BXW	NE-SE	0	180	22	136	50	BXD	4	1,5	3	0,5	MCAJ3R1
GPSHP13225SF03	82	85	BXD/BXW	BA	40	180	19	316	50	ARG	1	1	8	-	LA
GPSHP13225SF03	85	95	Doro	S0	60	180	39	316	20	Doro	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF03	85	95	Doro/Mga	NE-SE	20	0	42	136	100	Doro	1	1	2	-	LCAJ2
GPSHP13225SF03	85	95	Doro/Mga	S0	40	180	19	316	20	Mga	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13225SF03	130	139	Doro/Mga	S0	70	180	49	316	30	Doro	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13225SF03	139	145	BXD	FVZ	60	180	39	316	30	ARG	1	1	8	-	LA
GPSHP13225SF03	145	155	Doro	BA	50	180	29	316	20	Doro	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF03	145	155	DORO/BXD	FVZ	70	0	88	316	50	DORO/BXD	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF03	155	160,9	DCZ	NE-SE	20	0	42	136	100	DCZ	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF03	155	160,9	DCZ	FVZ	90	0	68	316	50	DCZ	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF03	155	160,9	DCZ	S0	50	180	29	316	50	DCZ	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13225SF03	162,5	168,4	DCZ	NE-SE	20	0	42	136	100	DCZ	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF03	162,5	168,4	DCZ	FVZ	90	0	68	316	50	DCZ	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF03	162,5	168,4	DCZ	S0	50	180	29	316	50	DCZ	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13225SF05	100	112	Doro/bxid	NW	40	310	85	280	20	Doro/bxid	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF05	100	112	Doro/bxid	FVZ	80	80	60	327	15	Doro/bxid	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF05	112	124	Doro	S0	90	0	58	316	30	Doro	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF05	112	124	Doro/Mga	BA	30	180	0	316	100	Mga	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13225SF05	125	140	Doro/Mga	S0	60	180	28	316	20	Bxd	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF05	125	140	Doro/Mga	BA	30	180	0	316	40	Bxd	14	3	3	-	RCAJ3
GPSHP13225SF05	140	145	BXD/BXW	S0	50	180	18	316	20	BXD/BXW	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF05	140	145	BXD/BXW	NE-SE	20	180	12	136	200	BXD	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13225SF05	147	157	DCZ	S0	50	180	18	316	20	DCZ	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF05	147	157	DCZ	FVZ	90	0	58	316	40	DCZ	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF05	147	157	DCZ	FVZ	60	0	88	316	30	DCZ	1	1	2	-	LCAJ2
GPSHP13225SF07	54	67	bxid	NW	15	80	85	29	100	bxid	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF07	54	67	BXD/Doro	S0	60	180	11	316	30	Mga	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13225SF07	67	84	Doro/Mga	S0	60	180	11	316	20	Mga	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13225SF07	84	87	BXD/BXW	BA	50	180	0	316	20	BXD	1	1	2	-	LCAJ2
GPSHP13225SF07	84	87	BXD/BXW	NW	50	310	72	285	50	BXD	1	1	2	-	LCAJ2
GPSHP13225SF07	87	116	Doro	FVZ	60	50	64	341	50	Doro	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF07	87	116	BXD/Doro	NE-SE	20	180	29	136	30	Mga	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13225SF07	116	120	BXD/BXW	FVZ	60	0	70	316	30	BXD	1	1	2	-	LCAJ2
GPSHP13225SF07	120	141	DCZ	FVZ	50	0	81	316	30	DCZ	14	3	1	-	RCAJ1
GPSHP13225SF07	120	141	Dcz	S0	60	180	11	316	40	Dcz	1	1	1	-	LCAJ1
GPSHP13225SF09	90	102	Doro	NE-SE	10	0	70	136	100	Doro	14	3	3	-	RCAJ3
GPSHP13225SF09	90	102	BXd/Doro	NE-SE	20	180	40	136	100	Doro	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13225SF09	90	102	BXd/Doro	S0	70	180	10	316	50	BXD	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13225SF09	102	125	BXD/DCZ	S0	70	0	48	316	50	BXD/DCZ	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF09	102	125	BZD/DCZ	FVZ	50	0	68	316	200	ARG	1	1	8	-	LA
GPSHP13225SF09	125	142	BXD	BA	90	180	30	316	50	BXD	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF09	125	142	BXD/Doro	NE-SE	30	180	30	136	100	BXD	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13225SF09	125	142	BXD/Doro	FVZ	50	0	70	316	50	Mga	1	1	3	-	LMGJ3

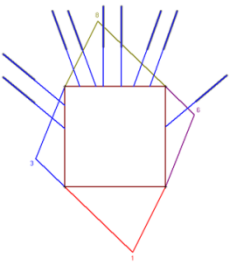
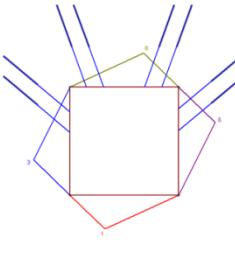
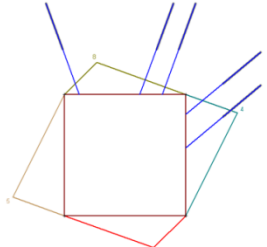
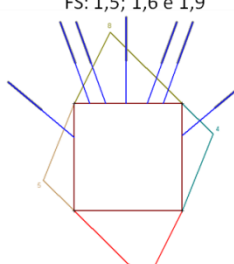
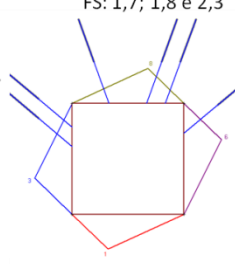
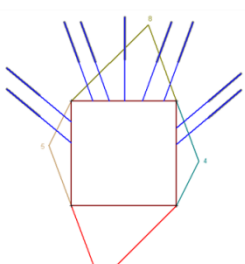
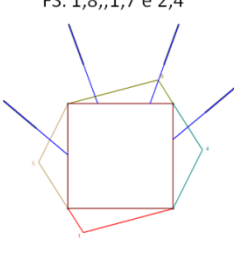
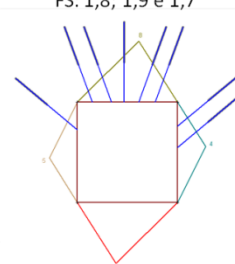
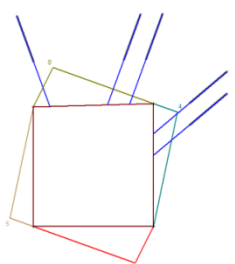


GPSHP13225SF11	39	48	MGA	SO	10	0	82	136	50	Mga	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13225SF11	48	57	MGA	SO	40	0	62	316	50	Mga	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13225SF11	57	85	MGA	SO	10	0	82	136	50	Mga	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13225SF11	85	115	MGA	SO	80	0	28	316	50	Mga	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13225SF11	115	136	DCz	SO	70	0	38	316	50	DCz	14	3	1	-	RCAJ1
GPSHP13225SF11	115	136	Bxd	NE-SE	20	180	52	136	100	Bxd	14	3	1	-	RCAJ1
GPSHP13225SF11	115	136	BXD/DCZ	FVZ	40	0	68	316	50	BXD	1	1	1	-	LCAJ1
GPSHP13225SF11	137	144	Bxd	NE-SE	30	180	42	136	100	Bxd	14	3	1	-	RCAJ1
GPSHP13225SF11	137	144	Doro	NW	10	280	84	239	200	Doro	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF11	137	144	Doro	SO	70	0	38	316	200	Doro	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13225SF11	137	144	BXD	FVZ	40	0	68	316	100	ARG	1	1	8	-	LA
GPSHP13225SF11	144	147	BXD/BXW	FVZ	50	0	58	316	100	ARG	1	1	8	-	LA
GPSHP13225SF11	147	168	Dcz	NE-SE	60	180	10	136	30	DCz	14	3	3	-	RCAJ3
GPSHP13225SF11	147	168	BXD/DCZ	NW	30	100	60	45	50	ARG	1	1	8	-	LA
GPSHP13300SF01	65	95	Mga	SO	50	180	33	316	10	Mga	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF01	95	109	BXD	FVZ	60	0	77	136	10	BXD	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13300SF01	95	109	BXD	BA	20	180	3	316	30	Mga	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF01	109	129	MGA	NE-SE	20	0	37	136	100	BXD	1	1	2	-	LCAJ2
GPSHP13300SF01	109	129	MGA	BA	20	180	3	316	200	BXD	1	1	2	-	LCAJ3
GPSHP13300SF01	109	129	MGA	SO	50	180	33	316	20	MGA	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF01	129	133	BXD/BXW	BA	40	180	23	316	50	BXD	1	1	1	-	LCAJ1
GPSHP13300SF01	129	133	BXD/BXW	FVZ	60	0	77	136	20	BXD/BXW	14	3	1	-	RCAJ1
GPSHP13300SF01	133	149	BXD/Dcz	FVZ	60	180	43	316	50	BXD/Dcz	14	3	1	-	RCAJ1
GPSHP13300SF01	133	149	BXD/DCZ	NE-SE	20	0	37	136	30	BXD	1	1	1	-	LCAJ1
GPSHP13300SF03	70	102	bxd/doro	BA	70	180	41	316	50	bxd/doro	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13300SF03	70	102	BXD/Doro	SO	40	180	11	316	20	Mga	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF03	70	102	BXD/Doro	FVZ	70	0	81	316	50	Mga	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF03	102	125	MGA	SO	60	180	31	316	20	MGA	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF03	102	125	MGA	NE-SE	60	0	89	136	50	BXD	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13300SF03	125	129	BXD	NE-SE	60	0	89	136	30	BXD	14	3	2	-	LCAJ2
GPSHP13300SF03	125	129	BXD	NE-SE	10	180	19	136	50	ARG	8	2	8	0,38	MCAJ4R3
GPSHP13300SF03	125	129	BXD	BA	60	180	31	316	20	BXD	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13300SF03	129	133	BXD/DCZ	BA	10	180	19	136	100	BXD/DCZ	14	3	1	-	RCAJ1
GPSHP13300SF03	129	133	BXD/DCZ	SO	60	180	31	316	20	BXD/DCZ	14	3	1	-	RCAJ1
GPSHP13300SF03	133	135	BXD/BXW	BA	60	180	31	316	50	BXD	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13300SF03	133	135	BXD/BXW	FVZ	80	180	51	316	30	BXW	8	3	3	1	MCAJ3R3
GPSHP13300SF03	135	147	BXD/DCZ	FVZ	70	0	81	316	30	DCZ	1	1	2	-	LCAJ2
GPSHP13300SF03	147	151	BXD/DCZ	NE-SE	20	0	49	136	50	DCZ	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13300SF03	147	151	BXD/DCZ	NW	20	100	72	33	50	DCZ	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13300SF03	147	151	BXD/DCZ	SO	40	180	11	316	50	MGA	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF05	20	26	MGA	NE-SE	10	0	52	136	100	Mga	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13300SF05	20	26	MGA	SO	70	180	28	316	10	MGA	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF05	26	37	MGA	SO	10	0	52	136	100	Mga	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13300SF05	26	37	MGA	SO	70	0	68	316	100	Mga	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13300SF05	26	37	MGA	SO	30	180	12	136	10	MGA	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF05	37	46	MGA	SO	70	180	28	316	10	MGA	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF05	37	46	MGA	SO	50	0	88	316	50	MGA	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF05	47	52	BXH	NE-SE	10	180	32	136	20	ARG	1	1	8	-	LA
GPSHP13300SF05	47	52	BXH	BA	50	180	8	316	10	MGA	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF05	52	138	DCZ/Doro	SO	50	180	8	316	10	DCZ/Doro	1	1	1	-	LCAJ1
GPSHP13300SF05	52	138	DCZ/Doro	NE-SE	20	0	62	136	50	DCZ	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13300SF07	65	76	MGA/Doro	NE-SE	50	180	5	136	30	Mga	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF07	76	84	Bxd	NW	30	300	81	267	100	Bxd	14	3	1	-	RCAJ1
GPSHP13300SF07	76	84	BXD/Doro	NE-SE	20	180	35	136	100	ARG	1	1	8	-	LA
GPSHP13300SF07	76	84	BXD/Doro	SO	70	180	15	316	50	Mga	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF07	84	94	Doro/MGA	NE-SE	30	180	25	136	100	BXD	4	1,5	2	0,75	MCAJ2R1
GPSHP13300SF07	84	94	Doro/MGA	SO	70	180	15	316	20	Mga	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF07	94	109	BXD/BXW	FVZ	80	0	45	316	30	ARG	1	1	8	-	LA
GPSHP13300SF07	94	109	BXD/BXW	NE-SE	60	0	65	136	300	ARG	1	1	8	-	LA
GPSHP13300SF07	94	109	BXD	NW	50	40	70	342	50	BXD	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13300SF07	94	109	BXD/BXW	FVZ	10	0	65	316	50	BXD	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13300SF07	109	123	DCZ	SO	70	180	5	316	30	DCZ	14	3	1	-	RCAJ1
GPSHP13300SF07	109	123	DCZ	NE-SE	20	180	35	136	100	DCZ	14	3	3	-	RCAJ3
GPSHP13300SF07	123	126	BXW/BXD	BA	70	180	5	316	50	BXW/BXD	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13300SF07	123	126	BXD/BXW	NE-SE	40	180	15	136	100	BXD	1	1	2	-	LCAJ2
GPSHP13300SF07	126	150	DCZ	SO	70	180	15	316	50	DCZ	14	3	1	-	RCAJ1
GPSHP13300SF07	126	150	DCZ	NE-SE	30	0	85	136	100	DCZ	1	1	2	-	LCAJ2
GPSHP13300SF09	50	90	BXD/Doro	NE-SE	30	180	40	136	100	BXD/Doro	14	3	1	-	RCAJ1
GPSHP13300SF09	50	90	BXD/Doro	FVZ	30	0	80	316	50	ARG	1	1	8	-	LA
GPSHP13300SF09	50	90	BXD/Doro	FVZ	50	0	60	316	30	MGA	1	1	3	-	LMGJ3

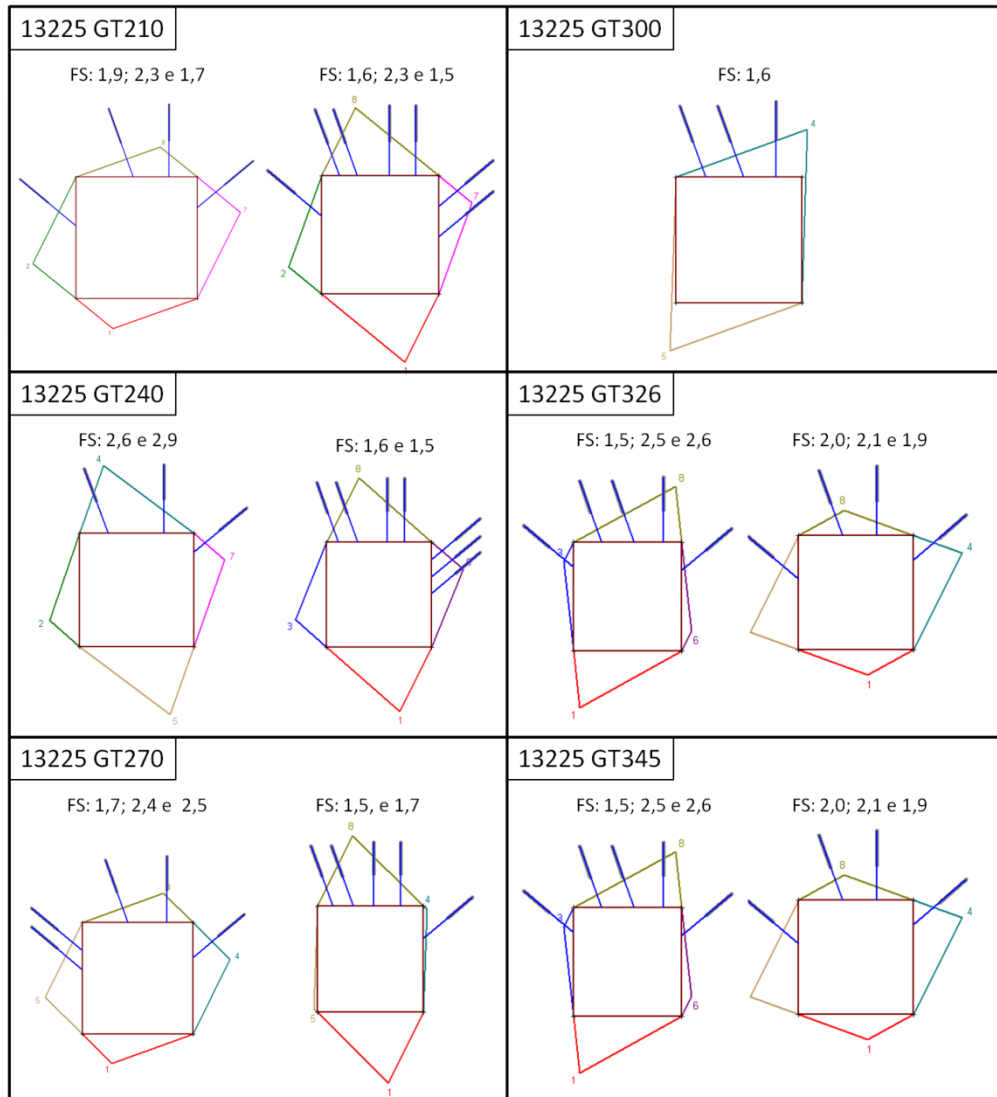
GPSHP13300SF09	90	108	BXD	FVZ	30	0	80	316	1	BXD	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13300SF09	90	108	Bxd	NE-SE	40	180	30	136	50	ARG	1	1	8	-	LA
GPSHP13300SF09	90	108	Bxd	NE-SE	0	180	70	136	500	BXD	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13300SF09	108	121	BXD/DCZ	SO	70	180	0	316	50	BXD/DCZ	14	3	1	-	RCAJ1
GPSHP13300SF09	108	121	BXD/DCZ	NE-SE	10	0	80	136	200	BXD/DCZ	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13300SF09	108	121	BXD/DCZ	NW	50	280	47	256	200	BXD	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13300SF09	125	155	BXD/Doro	NE-SE	40	180	30	136	50	BXD/Doro	14	3	1	-	RCAJ1
GPSHP13300SF09	125	155	BXD/Doro	BA	70	180	0	136	50	Mga	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF11	60	97	BXD/Doro	FVZ	20	0	82	316	1	BXD/Doro	14	3	1	-	RCAJ1
GPSHP13300SF11	60	97	BXD/Doro	NE-SE	60	180	18	136	50	BXD/Doro	14	3	1	-	RCAJ1
GPSHP13300SF11	60	97	BXD/Doro	SO	60	0	42	316	30	BXD	1	1	2	-	LCAJ2
GPSHP13300SF11	97	103	BXD/BXW	BA	60	180	18	136	100	BXD	4	1,5	3	0,5	MCAJ3R1
GPSHP13300SF11	97	103	BXD/BXW	NE-SE	30	180	48	136	100	BXD	6	2	3	0,67	MCAJ3R2
GPSHP13300SF11	97	103	BXD/BXW	FVZ	50	0	52	316	20	BXD	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13300SF11	103	112	MGA	SO	70	0	32	316	20	MGA	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF11	103	112	MGA	NE-SE	20	180	58	136	100	MGA	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF11	112	120	BXD	FVZ	30	0	72	316	100	BXH	14	3	2	-	RCAJ2
GPSHP13300SF11	112	120	BXD	BA	70	0	32	316	50	BXD	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13300SF11	112	120	BXD	BA	70	180	8	136	20	BXD	1	1	3	-	LCAJ3
GPSHP13300SF11	120	136	BXD/Doro	FVZ	30	0	72	316	100	ARG	1	1	8	-	LA
GPSHP13300SF11	120	136	BXD/Doro	SO	60	0	42	316	50	MGA	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF11	136	144	BXD/BXH	NW	20	320	79	278	0,5	ARG	1	1	8	-	LA
GPSHP13300SF11	136	144	BXD/BXH	FVZ	40	0	62	316	50	BXD	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF11	136	144	BXD/BXH	NE-SE	60	180	18	136	0,5	BXD	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF11	144	186	BXD/DCZ	BA	70	180	8	136	50	MGA	1	1	3	-	LMGJ3
GPSHP13300SF11	144	186	BXD/DCZ	NE-SE	40	180	38	136	100	MGA	1	1	3	-	LMGJ3

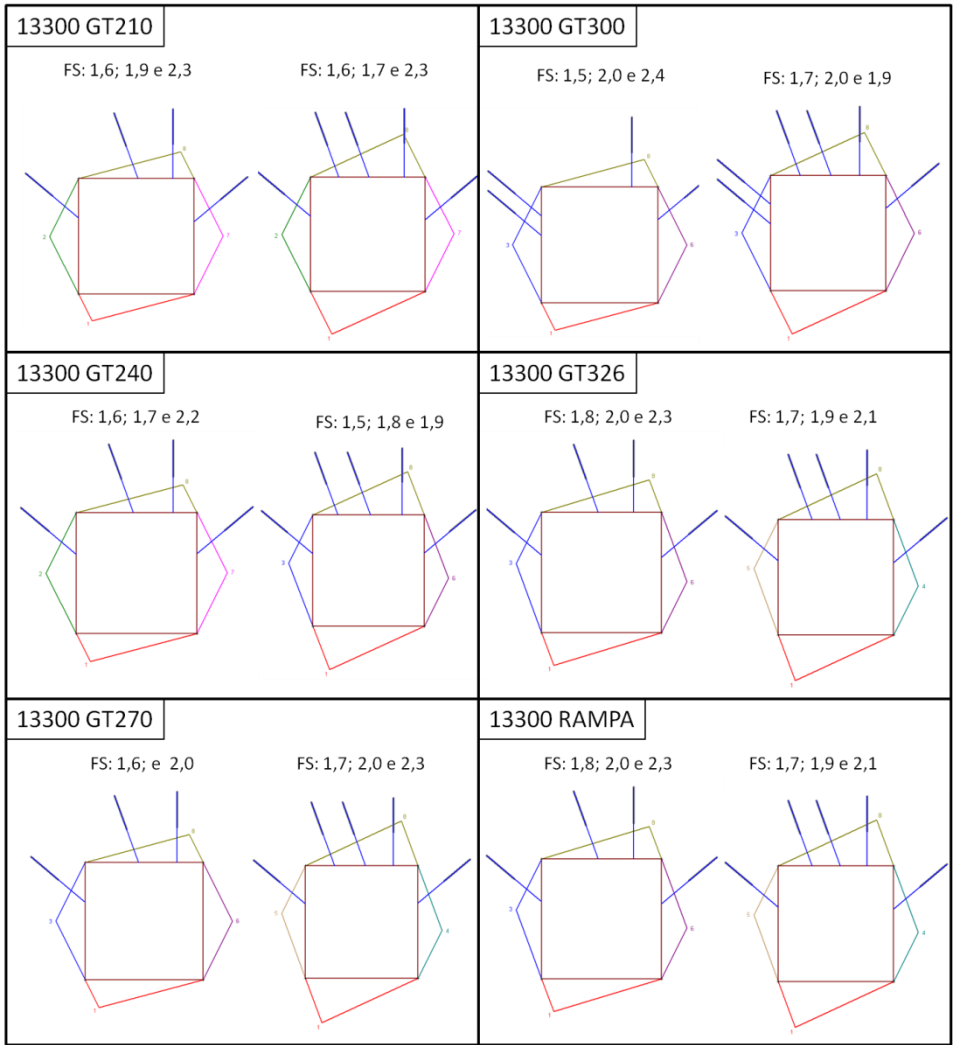
IV) ANEXO IV: Análises cinemáticas de cunhas nas galerias de minério. (arquivo pessoal).



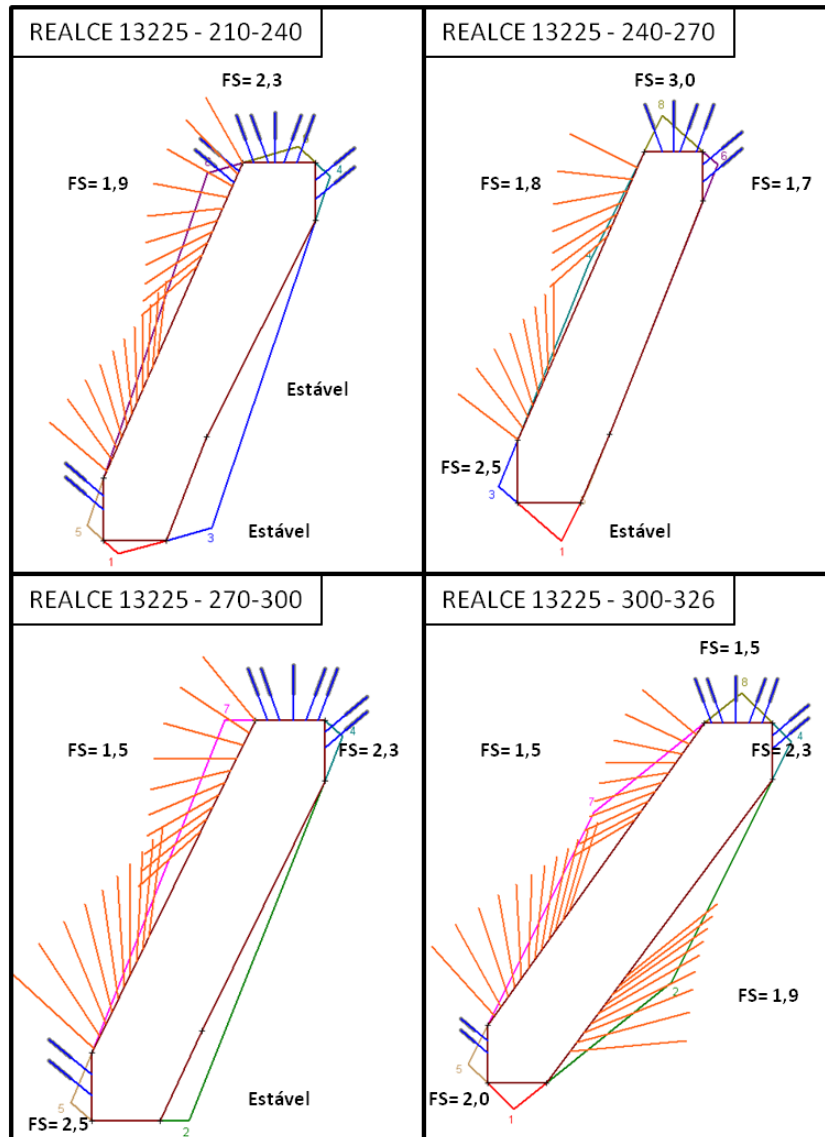
<p>13300 GM210</p> <div style="display: flex; justify-content: space-around;"> <div style="text-align: center;"> <p>FS: 1,8 ; 2,2 e 2,3</p>  </div> <div style="text-align: center;"> <p>FS: 1,9; 1,7 e 2,3</p>  </div> </div>	<p>13300 GM300</p> <div style="text-align: center;"> <p>FS: 1,8 e 1,6</p>  </div>
<p>13300 GM240</p> <div style="display: flex; justify-content: space-around;"> <div style="text-align: center;"> <p>FS: 1,5; 1,6 e 1,9</p>  </div> <div style="text-align: center;"> <p>FS: 1,7; 1,8 e 2,3</p>  </div> </div>	<p>13300 GM326</p> <div style="text-align: center;"> <p>FS: 1,5; 2,2 e 1,9</p>  </div>
<p>13300 GM2 270</p> <div style="display: flex; justify-content: space-around;"> <div style="text-align: center;"> <p>FS: 1,8; 1,7 e 2,4</p>  </div> <div style="text-align: center;"> <p>FS: 1,8; 1,9 e 1,7</p>  </div> </div>	<p>13300 GM270</p> <div style="text-align: center;"> <p>FS: 1,6 e 1,8</p>  </div>

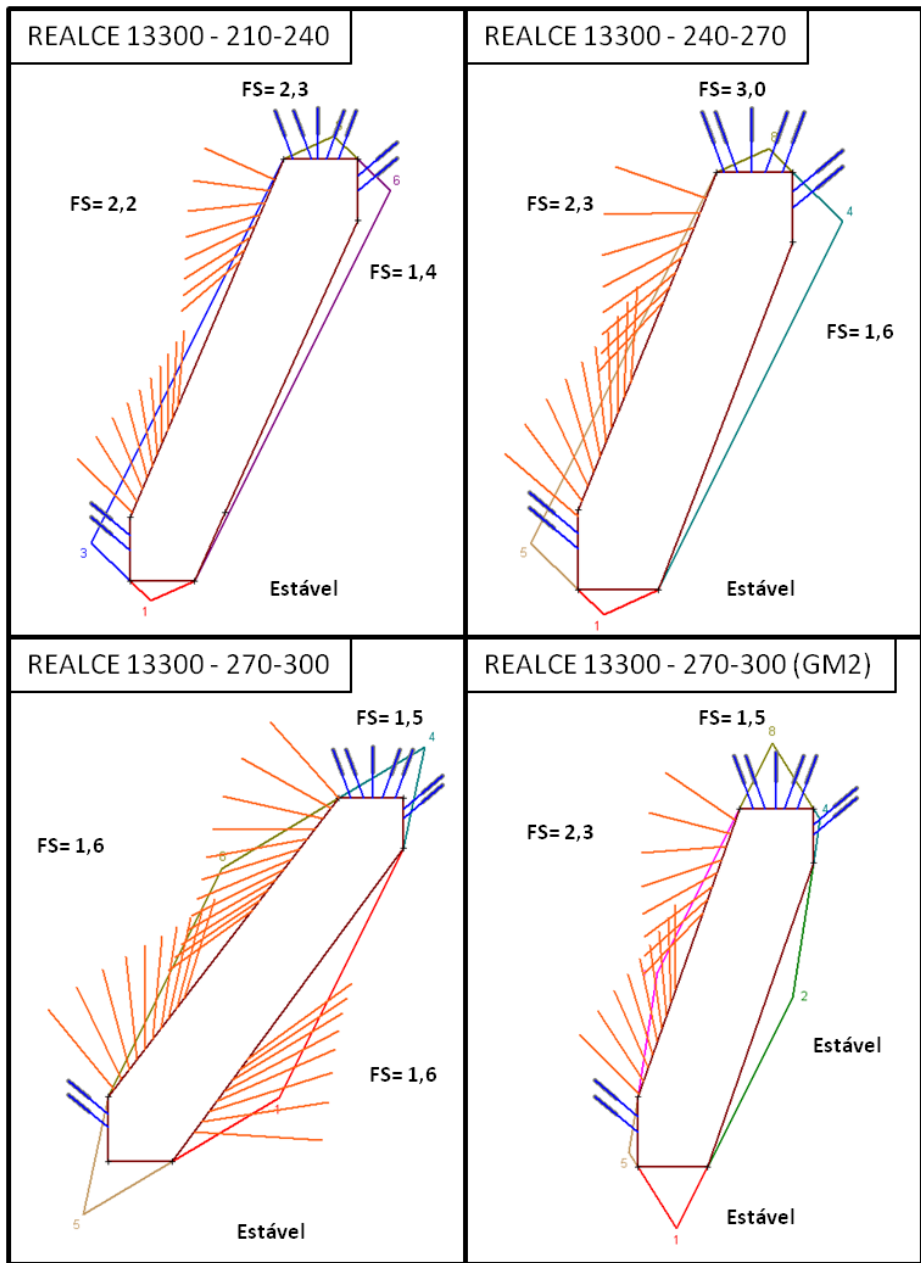
V) ANEXO V: Análises cinemáticas de cunhas nas galerias de transporte. (arquivo pessoal).





VI) ANEXO VI: Análises cinemáticas de cunhas nos realces de lavra. (arquivo pessoal).

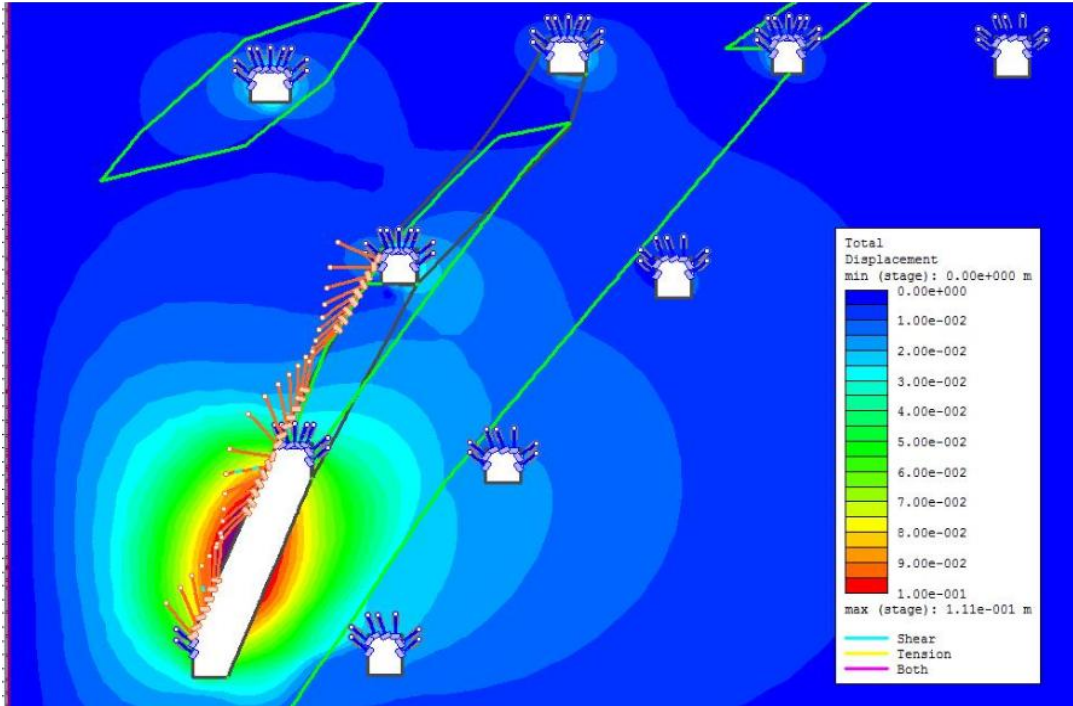




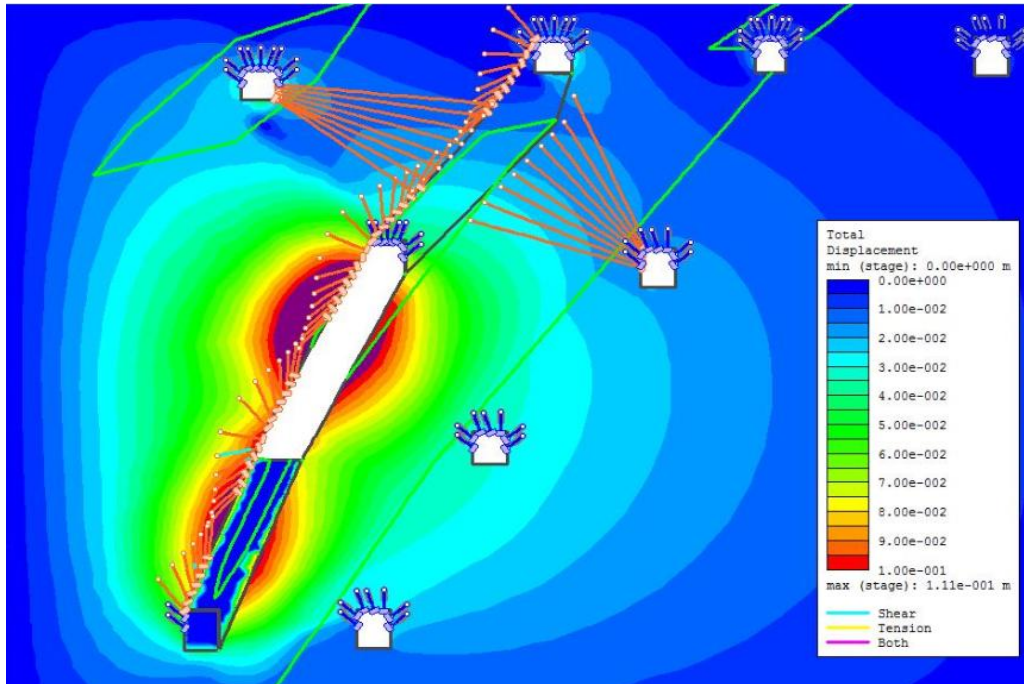


VII) ANEXO VII: Análises por elementos finitos. (arquivo pessoal)

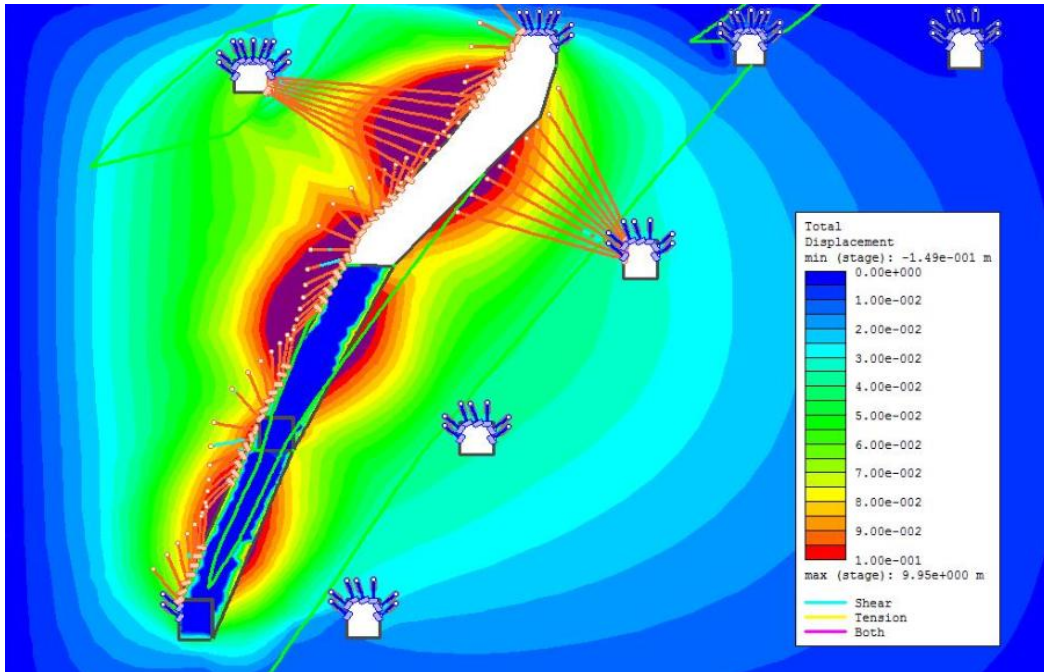
- 13225, perfil inferior (níveis 210 a 300). Deslocamentos Totais no VRM (com enchimento) em meio contínuo, Etapa 3:



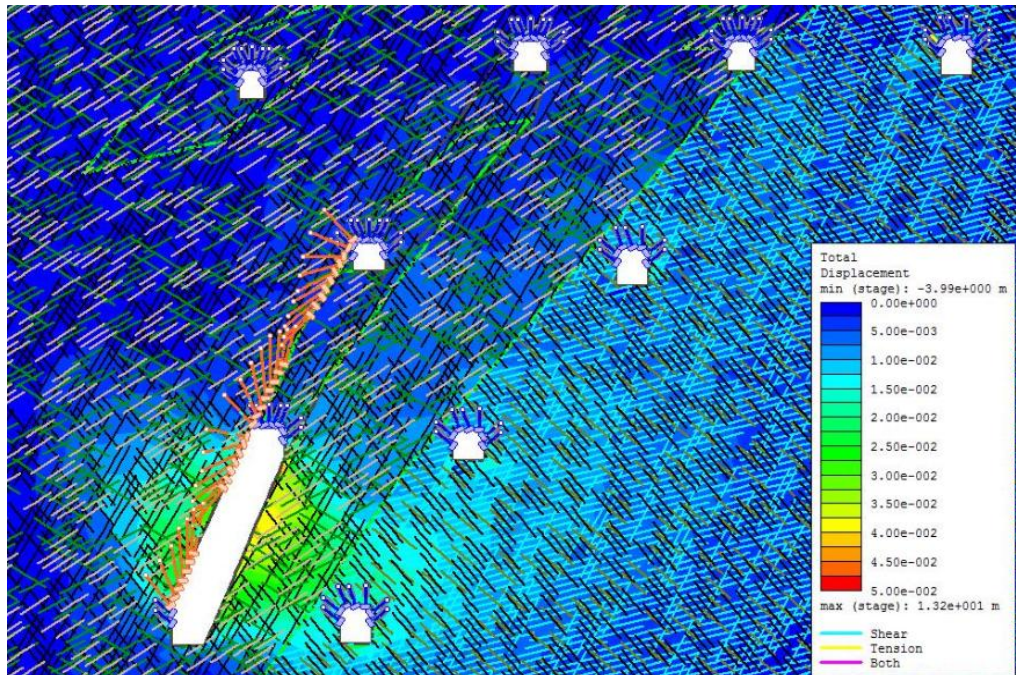
- 13225, perfil inferior (níveis 210 a 300). Deslocamentos Totais no VRM (com enchimento) em meio contínuo, Etapa 4:



- 13225, perfil inferior (níveis 210 a 300) ). Deslocamentos Totais no VRM (com enchimento) em meio contínuo, Etapa 5:

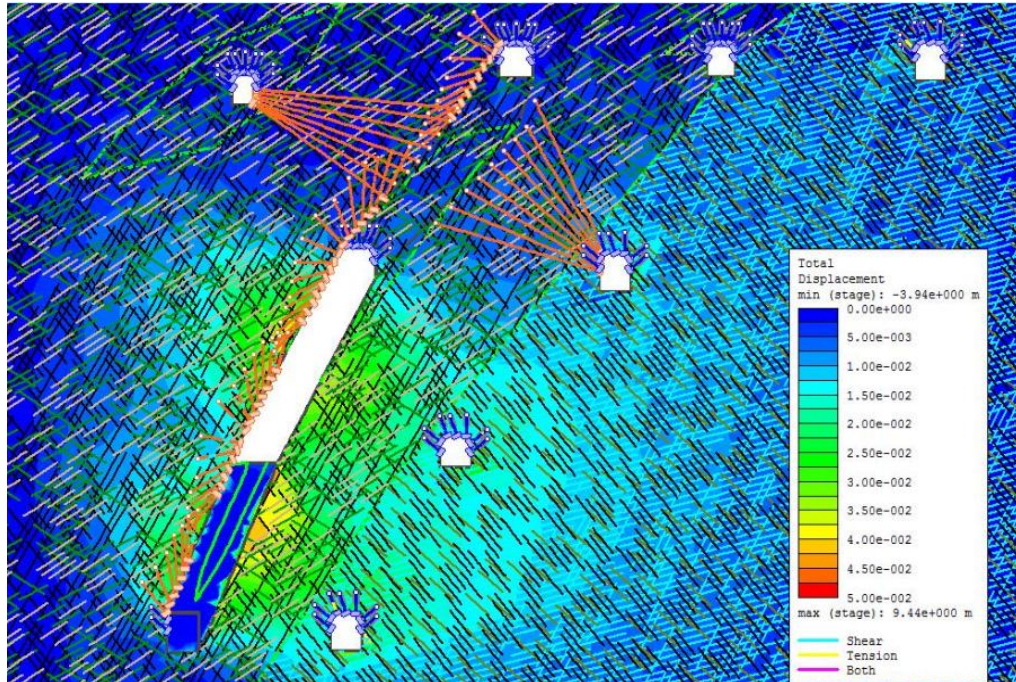


- 13225, perfil inferior (níveis 210 a 300) ). Deslocamentos Totais no VRM (com enchimento) em meio descontínuo, Etapa 3:

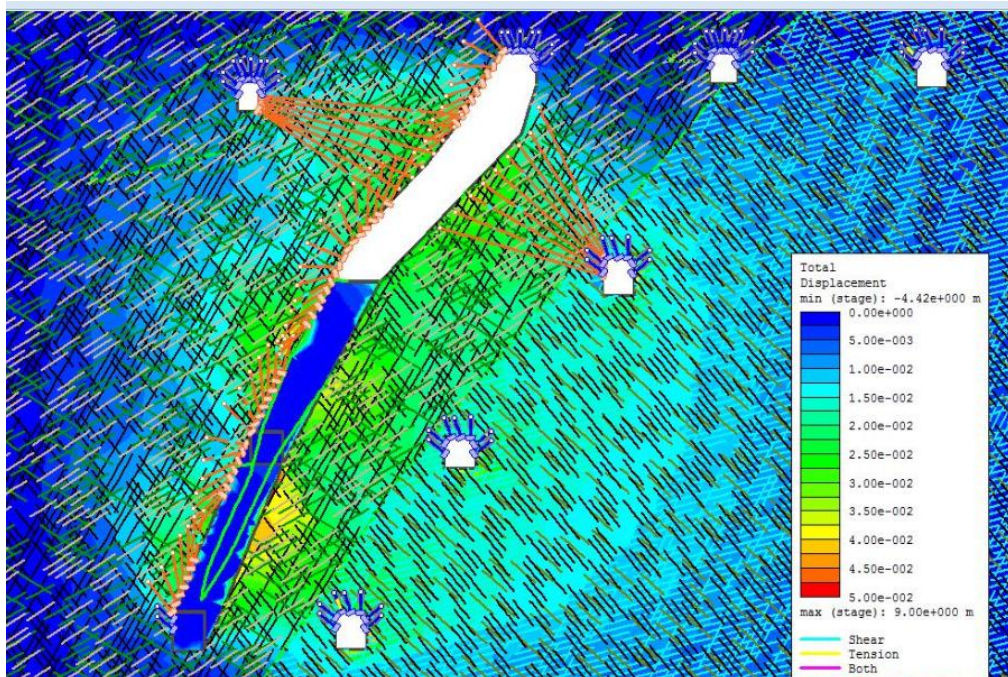




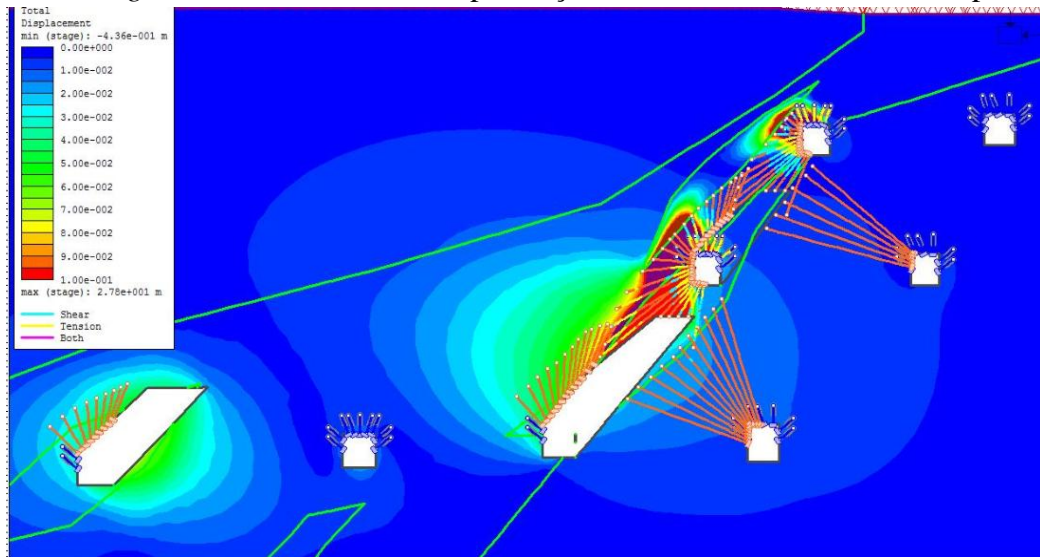
- 13225, perfil inferior (níveis 210 a 300). Deslocamentos Totais no VRM (com enchimento) em meio descontínuo, Etapa 4:



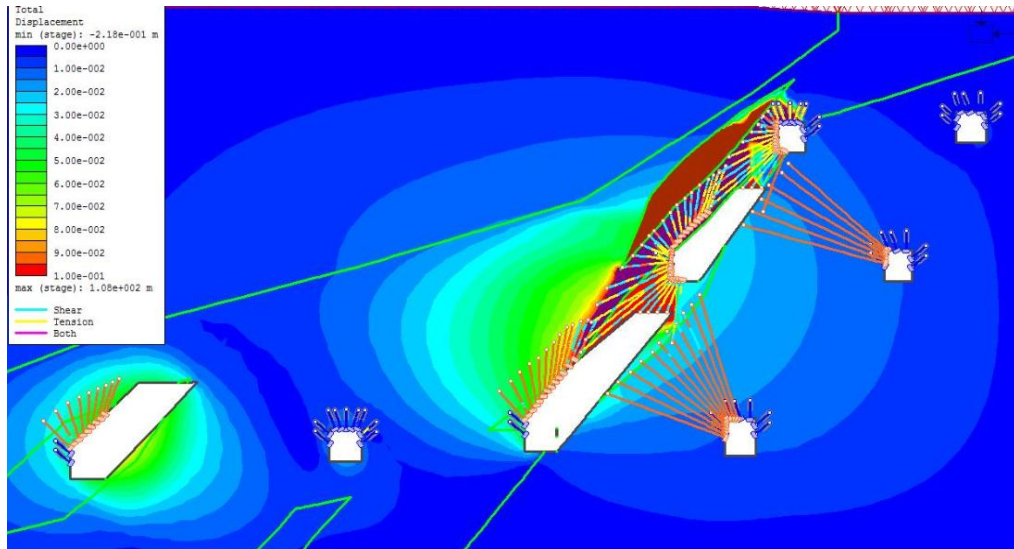
- 13225, perfil inferior (níveis 210 a 300). Deslocamentos Totais no VRM (com enchimento) em meio descontínuo, Etapa 5:



- 13225, perfil superior (níveis 300 a 345). Deslocamentos Totais no *Sublevel Caving*, em meio contínuo, com presença de fenda, entre 326 e 345, Etapa 3:

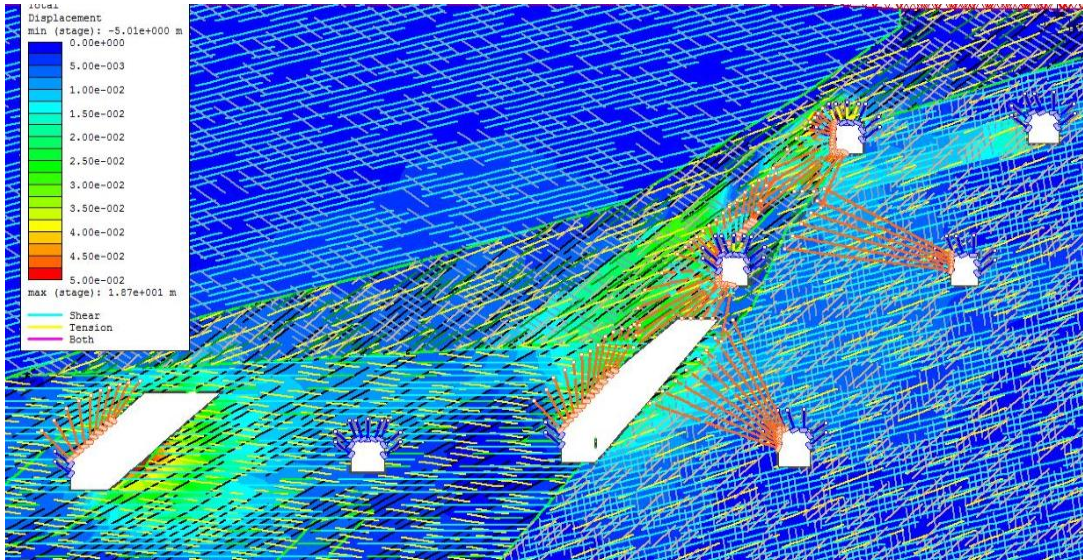


- 13225, perfil superior (níveis 300 a 345). Deslocamentos Totais no *Sublevel Caving*, em meio contínuo, com presença de fenda, entre 326 e 345, Etapa 4:

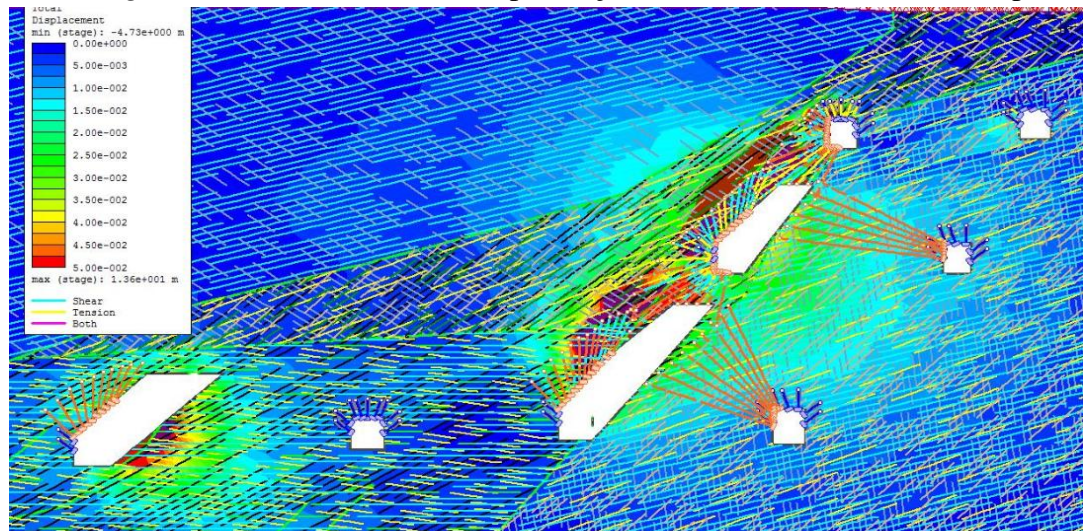




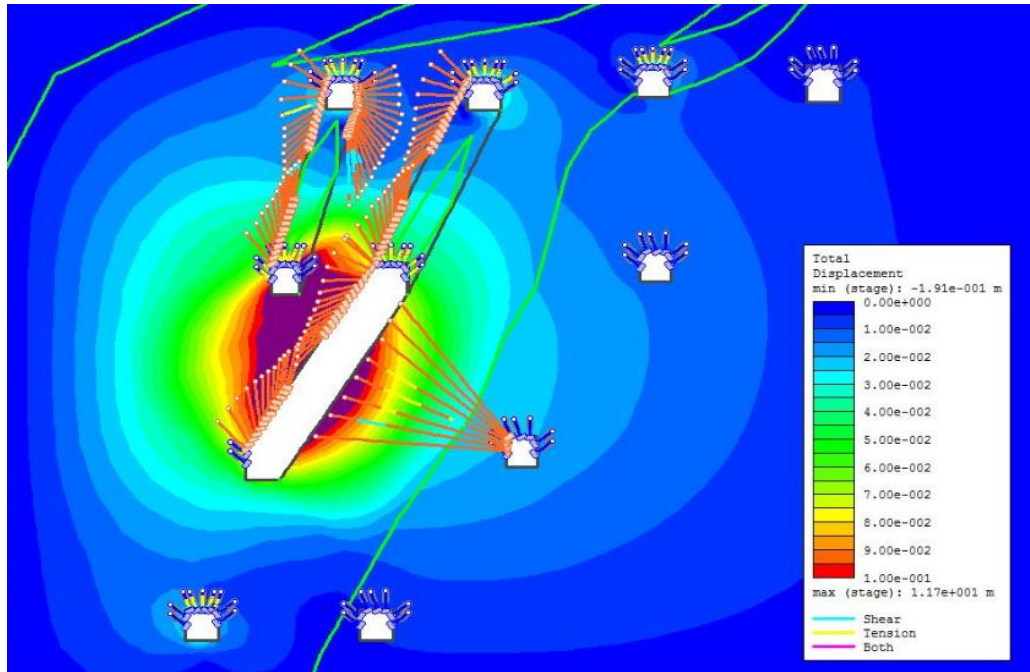
- 13225, perfil superior (níveis 300 a 345). Deslocamentos Totais no *Sublevel Caving*, em meio descontínuo, com presença de fenda, entre 326 e 345, Etapa 3:



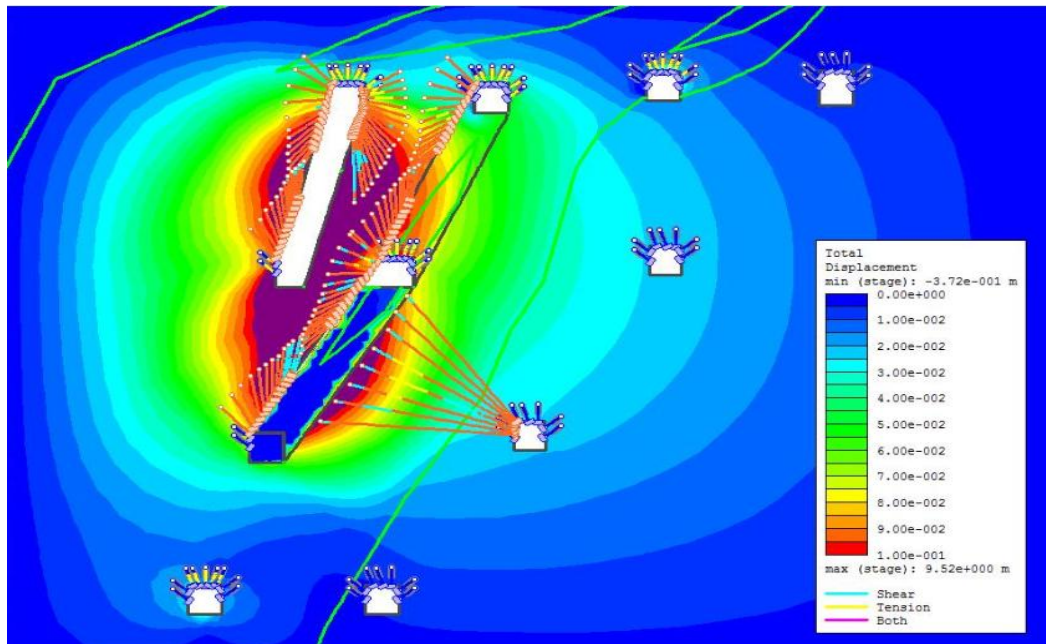
- 13225, perfil superior (níveis 300 a 345). Deslocamentos Totais no *Sublevel Caving*, em meio descontínuo, com presença de fenda, entre 326 e 345, Etapa 4:



- 13300, perfil inferior (níveis 210 a 300). Deslocamentos Totais no VRM (com enchimento), em meio contínuo, Etapa 3:

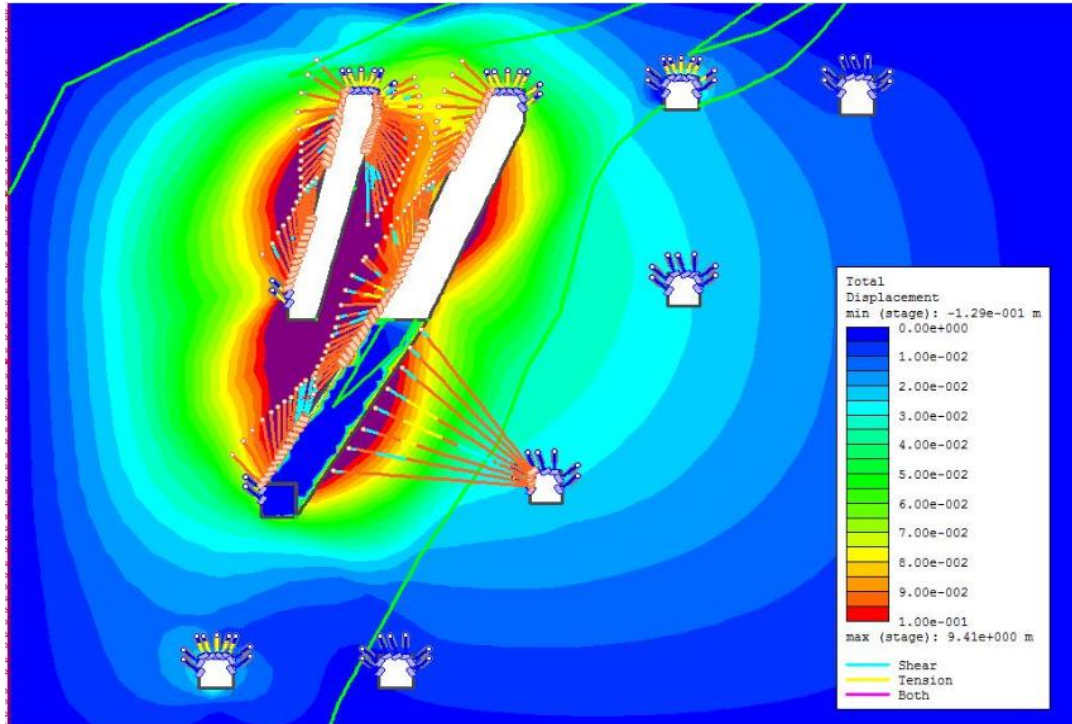


- 13300, perfil inferior (níveis 210 a 300). Deslocamentos Totais no VRM (com enchimento), em meio contínuo, Etapa 4:

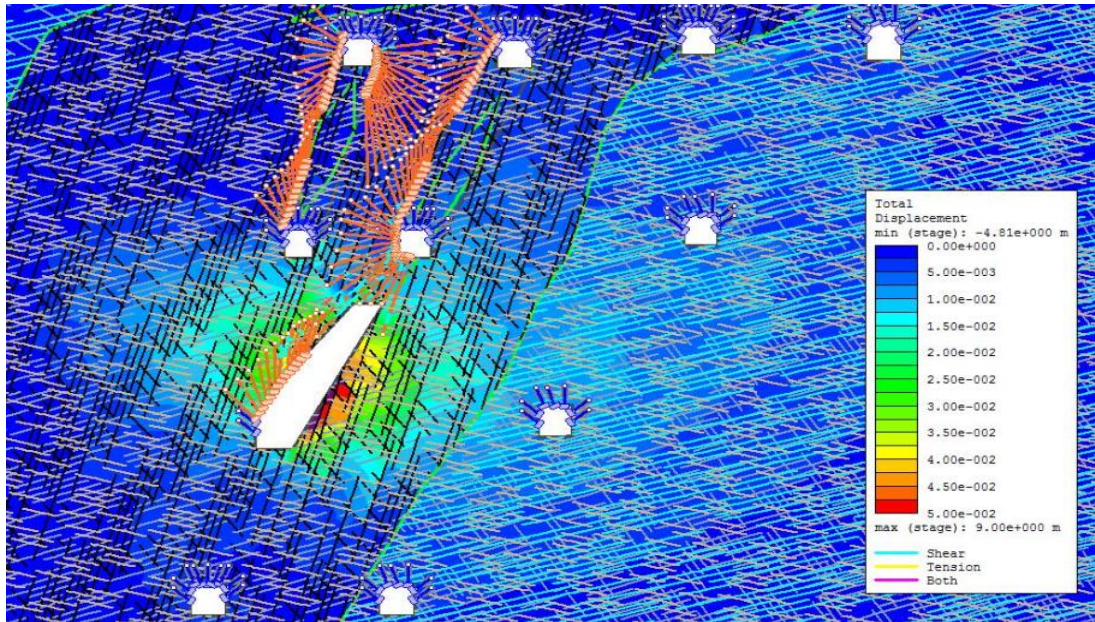




- 13300, perfil inferior (níveis 210 a 300). Deslocamentos Totais no VRM (com enchimento), em meio contínuo, Etapa 5:

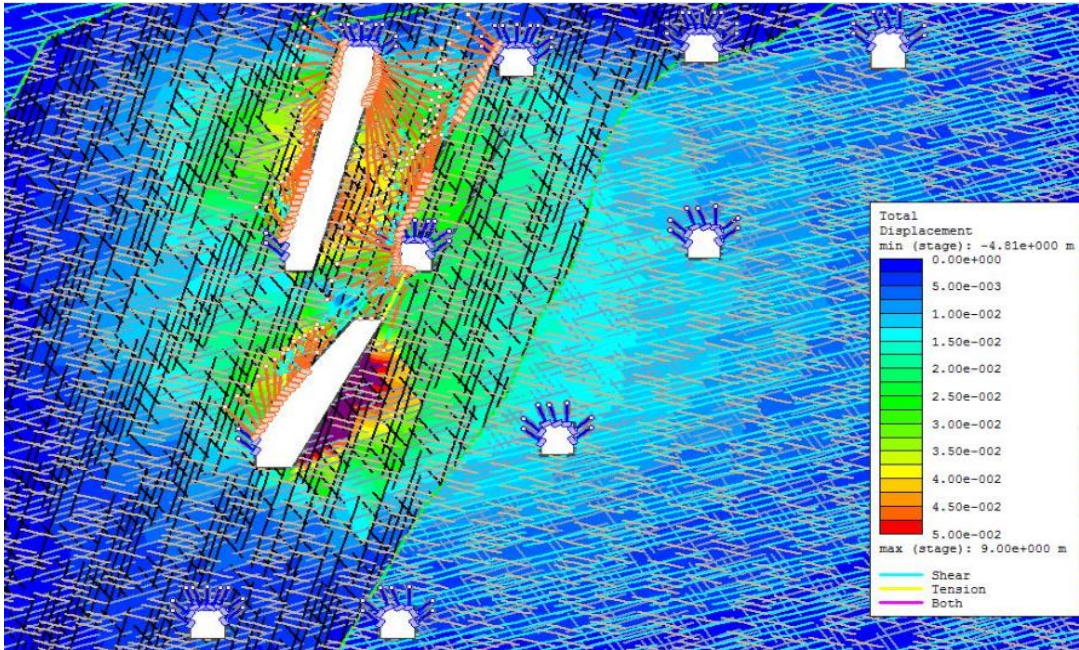


- 13300, perfil inferior (níveis 210 a 300). Deslocamentos Totais no VRM (sem enchimento), nos realces superiores, em meio descontínuo, Etapa 3:

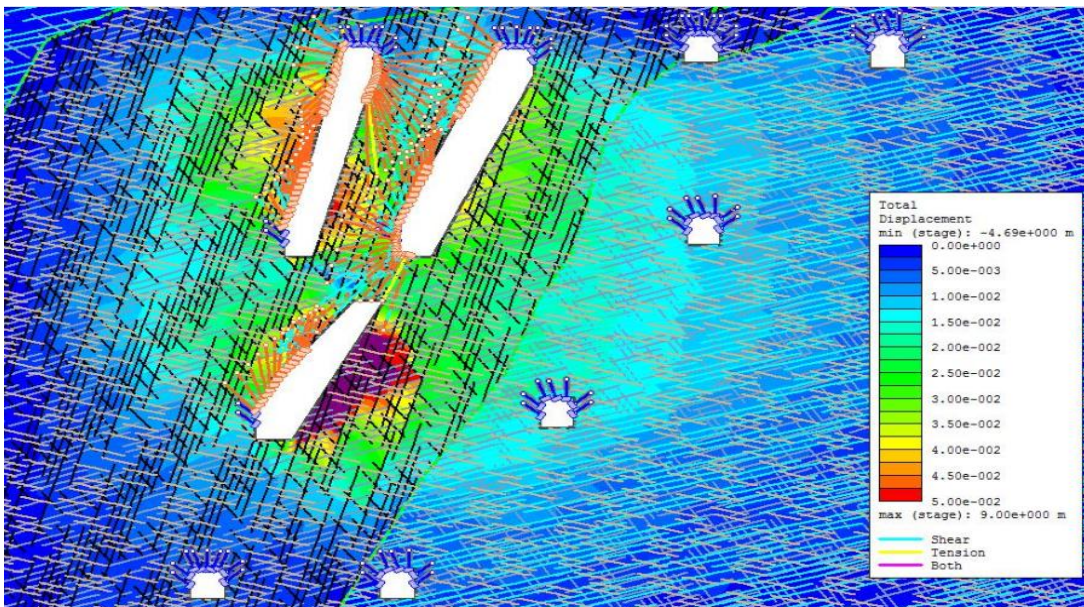




- 13300, perfil inferior (níveis 210 a 300). Deslocamentos Totais no VRM (sem enchimento), nos realces superiores, em meio descontínuo, Etapa 4:

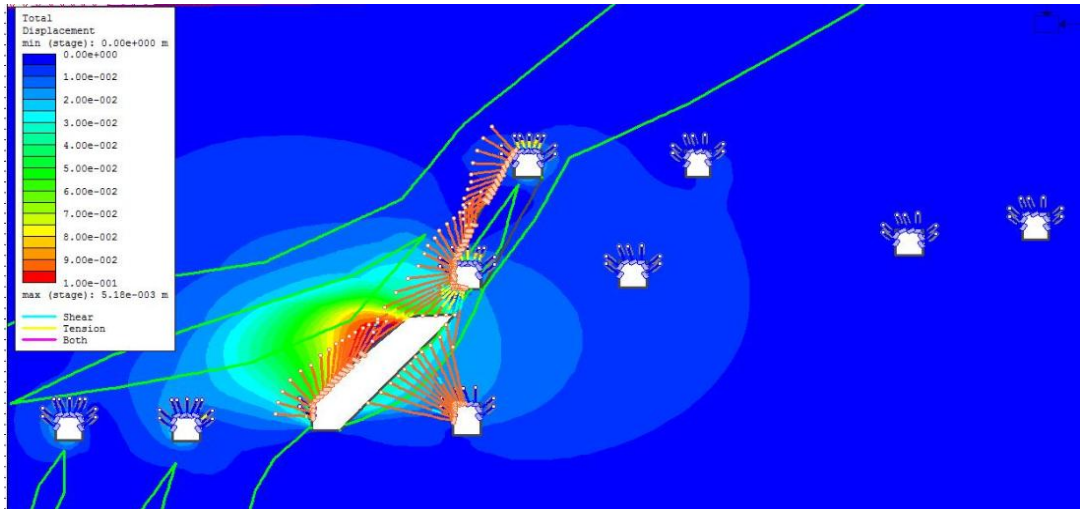


- 13300, perfil inferior (níveis 210 a 300). Deslocamentos Totais no VRM (sem enchimento), nos realces superiores, em meio descontínuo, Etapa 5:

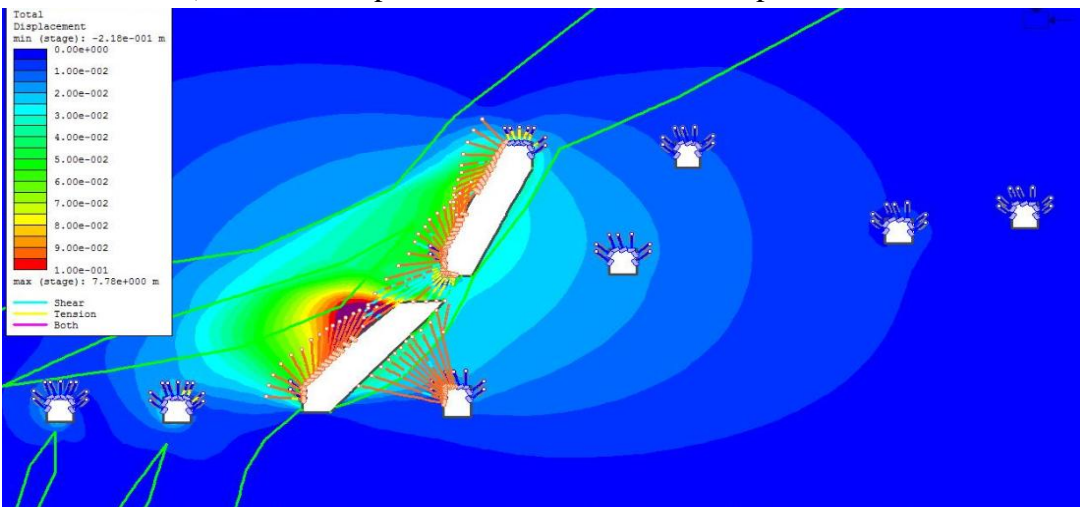




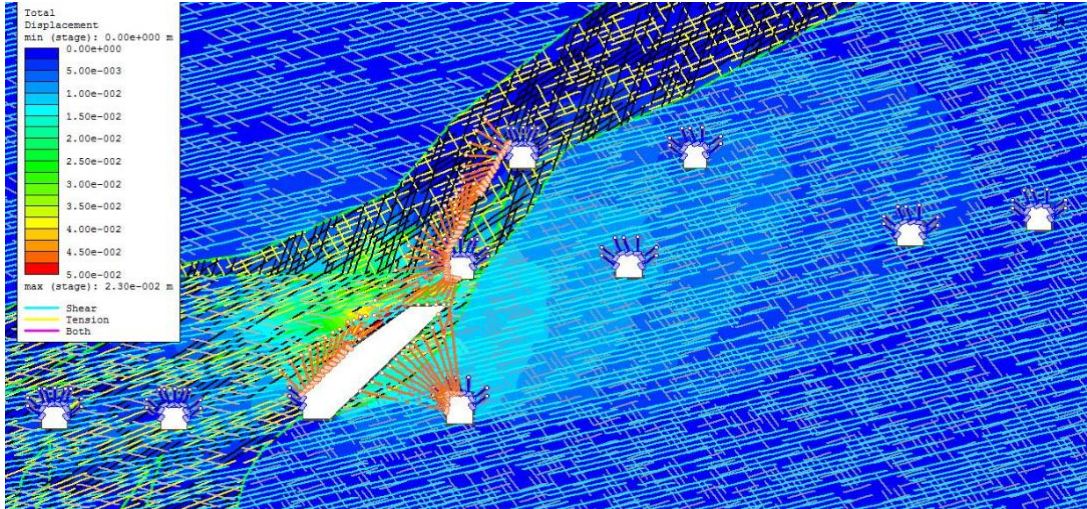
- 13300, perfil superior (níveis 300 a 345). Deslocamentos Totais no VRM (sem enchimento), no realce superior, em meio contínuo, Etapa 3:



- 13300, perfil superior (níveis 300 a 345). Deslocamentos Totais no VRM (sem enchimento), no realce superior, em meio contínuo, Etapa 4:



- 13300, perfil superior (níveis 300 a 345). Deslocamentos Totais no VRM (sem enchimento), no realce superior, em meio descontínuo, Etapa 3:



- 13300, perfil superior (níveis 300 a 345). Deslocamentos Totais no VRM (sem enchimento), no realce superior, em meio descontínuo, Etapa 4:

