

UNIVERSIDADE DE BRASÍLIA

FACULDADE DE TECNOLOGIA

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA CIVIL E AMBIENTAL

**GERENCIAMENTO DE RISCO APLICADO À DILUIÇÃO DE
MINÉRIO**

PAULO ANDRÉ CHARBEL

ORIENTADOR: ANDRÉ PACHECO DE ASSIS

**CO-ORIENTADOR: HERNÁN EDUARDO MARTÍNEZ
CARVAJAL**

TESE DE DOUTORADO EM GEOTECNIA

PUBLICAÇÃO: GTD 106/15

BRASÍLIA / DF: MARÇO/2015

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

**GERENCIAMENTO DE RISCO APLICADO À DILUIÇÃO DE
MINÉRIO**

PAULO ANDRÉ CHARBEL

TESE DE DOUTORADO SUBMETIDA AO DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA CIVIL E AMBIENTAL DA UNIVERSIDADE DE BRASÍLIA COMO PARTE DOS REQUISITOS NECESSÁRIOS PARA A OBTENÇÃO DO GRAU DE DOUTOR.

APROVADA POR:

**ANDRÉ PACHECO DE ASSIS, PhD (ENC/UnB)
(ORIENTADOR)**

**HERNÁN EDUARDO MARTÍNEZ CARVAJAL, DSc (ENC/UnB)
(CO-ORIENTADOR)**

**JUAN FELIX RODRÍGUEZ REBOLLEDO, PhD (ENC/UnB)
(EXAMINADOR INTERNO)**

**MÁRCIO MUNIZ DE FARIAS, PhD (ENC/UnB)
(EXAMINADOR INTERNO)**

**IRCÍLIO CHISSOLUCOMBE, DSc (MCTI)
(EXAMINADOR EXTERNO)**

**RODRIGO PELUCI DE FIGUEIREDO, DSc (UFOP)
(EXAMINADOR EXTERNO)**

FICHA CATALOGRÁFICA

PAULO ANDRÉ CHARBEL

Gerenciamento de Risco Aplicado à Diluição de Minério [Distrito Federal] 2015
xlii, 406 p., 210x297 mm (ENC/FT/UnB, Doutor, Geotecnia, 2015)

Tese de Doutorado - Universidade de Brasília. Faculdade de Tecnologia.

Departamento de Engenharia Civil e Ambiental

- | | |
|------------------------------|--------------------------------------|
| 1. Gerenciamento de risco | 2. Diluição não planejada de minério |
| 3. Dimensionamento de realce | 4. Simulação numérica |
| 5. Métodos probabilísticos | 6. Estatística em geotecnia |
| I. ENC/FT/UnB | II. Título (série) |

REFERÊNCIA BIBLIOGRÁFICA

CHARBEL, P.A. (2015). Gerenciamento de Risco Aplicado à Diluição de Minério, Publicação / Departamento de Engenharia Civil e Ambiental, Universidade de Brasília, Brasília, DF, 406 p.

CESSÃO DE DIREITOS

NOME DO AUTOR: Paulo André Charbel

TÍTULO DA TESE: Gerenciamento de Risco Aplicado à Diluição de Minério

GRAU / ANO: Doutor/2015

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

Paulo André Charbel

Avenida Antônio Martins Borges, setor Pedro Ludovico, lote 24/25, nº 149, aptº 602.

74.825-020 – Goiânia/GO – Brasil.

DEDICATÓRIA

Aos meus pais, Charbel e Aracy, à Cida (mãe de todos), aos meus irmãos Cris, Ricardo, Regina, Rogério e Inesinha, e aos meus sobrinhos, Tiago, Vanessa, Theo, Carolina, Pedro, Isadora e João Pedro.

AGRADECIMENTOS

Ao Professor André Pacheco de Assis, com quem tenho uma especial dívida de gratidão pela idealização deste trabalho de tese, pela orientação sempre clara, precisa e sólida em todas as diferentes etapas de desenvolvimento da tese, pelo trato humano e respeitoso ao entender as minhas dificuldades e ao compreender os meus anseios em melhorar os meus conhecimentos, e pelo exemplo como pessoa, como professor e como engenheiro. Repito aqui a frase que diversas vezes lhe disse, ou escrevi via email, de forma sincera: “muito obrigado por tudo”.

Ao Professor Hernán Eduardo Martínez Carvajal, pela co-orientação igualmente clara, precisa e sólida ao longo desta tese. Sou muito grato pelos dias de mapeamento geológico-geotécnico que realizamos na mina subterrânea, em Vazante (MG).

Aos professores do Programa de Pós-Graduação em Geotecnia da Universidade de Brasília, pela qualidade com que expõem as aulas referentes a suas disciplinas e pela atenção com a qual recebem os alunos em suas salas. É com admiração e sinceridade que afirmo, o compromisso e a capacidade dos Senhores em ensinar foram fundamentais para eu adquirir conhecimentos que permitissem o desenvolvimento desta tese.

À Universidade de Brasília pelas condições oferecidas ao desenvolvimento desta tese, em especial ao Programa de Pós-Graduação em Geotecnia pela estrutura que permitiu a condução deste trabalho, às secretárias Cida e Jaqueline pela atenção e pelos muitos auxílios, e ao Professor Alan Ricardo da Silva, do Departamento de Estatística, pelos ensinamentos.

Aos amigos que tive a felicidade de conhecer e conviver no Programa de Pós-Graduação em Geotecnia da UnB e com quem muito pude aprender, Robinson, Christian, Gabriel, Ivan e Alejandra e demais amigos da comunidade colombiana, Liosber, Raydel e Elizabeth, Nelson e demais amigos da comunidade cubana, Nima (Irã), Adrien (França), os brasileiros Tubal, Marcola, John Eloi, Marlon, Sylvia, Janaína Tatto, Camilla, Ângela, Marquinhos e Janaína, Silvana e também Esteban e Ewerthon com quem tomei muitos cafezinhos. A todos, o meu muito obrigado pelos momentos vividos na Geotecnia – UnB.

À Exploração Mineral da Votorantim Metais nas pessoas dos geólogos e amigos Gustavo, Samuel (Jacaré), Basílio, Fernando Baia e Luiz Fernando, com quem pude aprender aspectos sobre a geologia regional e com quem tive a felicidade de dividir casa, por ocasião de minha estadia em Vazante (MG). A todos estes, agradeço pelos muitos ensinamentos e pela amizade.

À Votorantim Metais, unidade Vazante (MG), pelo suporte imprescindível ao desenvolvimento desta tese. Agradeço a cada um dos profissionais das diferentes áreas que, de forma direta ou indireta, tive o prazer de conhecer, conviver e que me receberam nesta empresa de forma sempre cordial e amigável. Em especial, agradeço aos geólogos, aos engenheiros de minas, aos técnicos em mineração e aos demais profissionais dos quadros das Gerências de Geologia, Desenvolvimento e Lavra, com os quais muito aprendi e que se mostraram sempre solícitos em me auxiliar no trabalho da tese. Embora muitos tenham sido os profissionais que me ajudaram, direta ou indiretamente, é imperativo citar cinco nomes, com os quais trabalhei de forma mais estreita. O geólogo André Luiz (Fininho) que me recebeu na VM e deu o suporte inicial para este trabalho. O geólogo Thássio Q. de F. Souza, que me ensinou, orientou e viabilizou o mapeamento da mina subterrânea. O geólogo Lucas M. da C. Nascimento, que me orientou em diversos mapeamentos e auxiliou-me em outras questões do trabalho. O geólogo Luiz Cláudio G. Couto, que me ensinou aspectos sobre a caracterização geológico-geotécnica, o comportamento do maciço rochoso da mina e a aplicação da mecânica de rochas na mina subterrânea de Vazante (MG), além de auxiliar na seleção da área da mina mais adequada ao estudo de caso real e discutir outras questões do trabalho. E o geólogo Gustavo Catão S. Nascimento, que me ensinou os aspectos sobre a hidrogeologia da mina. A todos estes, agradeço pelos muitos ensinamentos e pela oportunidade de tê-los como amigos.

Ao povo da cidade de Vazante (MG), que tornou a minha estadia prazerosa, durante os dezoito meses em que lá morei.

Aos Professores Eurípedes do Amaral Vargas Jr. (PUC-Rio) e Rodrigo Peluci de Figueiredo (UFOP), respectivamente, orientador e co-orientador de mestrado, pelos muitos ensinamentos e pela humanidade com que me trataram. Naquele momento, dei o primeiro passo para o doutorado. A minha sincera e eterna gratidão a ambos.

Ao CNPQ e Capes, pelo auxílio financeiro para o desenvolvimento do trabalho de tese.

Ao Instituto Federal de Goiás, que permitiu o meu afastamento para a realização do doutorado.

À minha família, pelo amor incondicional.

Aos bons espíritos, que iluminam a minha trilha.

GERENCIAMENTO DE RISCO APLICADO À DILUIÇÃO DE MINÉRIO

RESUMO

O objetivo desta tese é apresentar uma metodologia de gerenciamento de risco aplicada à diluição não planejada de minério, associada ao dimensionamento de realces de mina, para métodos de lavra *open stope* e VCR (*vertical crater retreat*), e suas variações. A metodologia proposta compõe-se de três etapas. A primeira etapa consiste na análise das condições geomecânicas, dos parâmetros do maciço rochoso e das condições operacionais da mina. O objetivo é caracterizar as variáveis, que condicionam o problema da diluição não planejada de minério, nos realces de mina. A segunda etapa consiste na simulação numérica de escavações de realces de mina. O objetivo desta etapa é quantificar a diluição não planejada de minério, considerando a variabilidade natural de parâmetros geotécnicos do maciço rochoso, e a variação de condições operacionais de mina. A terceira e última etapa consiste na estruturação de um gerenciamento de risco aplicado à diluição não planejada de minério, associada ao dimensionamento de realces, a partir dos resultados obtidos nas simulações numéricas. O objetivo é otimizar o dimensionamento de realces. O gerenciamento de risco proposto busca contribuir para a racionalização do dimensionamento de realces de mina, quantificando a diluição não planejada de minério e avaliando a sua probabilidade de ocorrência, de modo a contribuir para a maximização da função benefício, para cada bloco de minério e, por conseguinte para a maximização da viabilidade econômica da lavra.

Palavras chaves: diluição não planejada, dimensionamento de realces, simulação numérica e gerenciamento de risco.

RISK MANAGEMENT APPLIED TO ORE DILUTION

ABSTRACT

This thesis aims to propose a methodology of risk management applied to unplanned dilution, associated to stope design, for open stope and VCR mining methods, and their variations. The proposed methodology is composed of three parts. The first one consists in analysing the geomechanics conditions, rockmass parameters and mine operationals conditions. The objective is to characterize the variables, which influence the unplanned dilution in underground mining. The second one consists of numerical simulation of open stopes excavations. The objective is to quantify the unplanned dilution, considering the natural variability of geomechanics parameters and the variations of mining operationals conditions. The last part consists of risk management applied to unplanned dilution, associated to open stope design, using the results from numerical simulations. The objective is to optimize the open stope design. The proposed risk management aims to contribute to the open stope design, quantifying the unplanned dilution and assessing its probability of occurrence, in order to maximize the benefit function, of each ore block, and thus increasing the underground mining economic viability.

Key words: unplanned dilution, open stope design, numerical simulation, and risk management.

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO	1
1.1	MOTIVAÇÃO	2
1.2	OBJETIVOS	3
1.3	ESCOPO	3
2	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	4
2.1	DEFINIÇÃO DE DILUIÇÃO	4
2.2	CÁLCULO DA DILUIÇÃO NÃO PLANEJADA	6
2.3	CAUSA DA DILUIÇÃO NÃO PLANEJADA	7
2.4	IMPACTO ECONÔMICO DA DILUIÇÃO NÃO PLANEJADA	14
2.5	MÉTODOS DE LAVRA SUBTERRÂNEA E A DILUIÇÃO NÃO PLANEJADA.....	14
2.6	DIMENSIONAMENTO DE REALCES E A DILUIÇÃO NÃO PLANEJADA	19
2.6.1	MÉTODOS EMPÍRICOS.....	20
2.6.1.1	SISTEMA RMR	21
2.6.1.2	SISTEMA Q	25
2.6.1.3	MÉTODO DO GRÁFICO DA ESTABILIDADE	28
2.6.2	MÉTODOS NUMÉRICOS	34
2.6.3	MÉTODOS OBSERVACIONAIS	40
2.7	MÉTODOS PROBABILÍSTICOS	42
2.7.1	MÉTODO DE MONTE CARLO	42
2.7.2	MÉTODO FOSM	43
2.7.3	MÉTODO DOS PONTOS DE ESTIMATIVA.....	44
3	METODOLOGIA	48

4. GEOLOGIA.....	50
4.1. GEOLOGIA REGIONAL	50
4.1.1. UNIDADES GEOLÓGICAS	51
4.1.2. TENSÕES TECTÔNICAS REGIONAIS	53
4.1.3. FEIÇÕES ESTRUTURAIS REGIONAIS	54
4.1.4. IMPLICAÇÕES GEOTÉCNICAS DA GEOLOGIA REGIONAL.....	55
4.2. GEOLOGIA LOCAL.....	55
4.2.1. ZONA DE CISALHAMENTO VAZANTE - ZCV	56
4.2.2. GEOLOGIA DE MINA.....	58
4.2.3. IMPLICAÇÕES GEOTÉCNICAS DA GEOLOGIA LOCAL.....	60
4.3. HIDROGEOLOGIA	61
4.3.1. IMPLICAÇÕES GEOTÉCNICAS DA HIDROGEOLOGIA.....	62
5. CARACTERIZAÇÃO GEOTÉCNICA DA MINA	63
5.1. CARACTERIZAÇÃO GEOLÓGICO-GEOTÉCNICA.....	63
5.1.1. MAPEAMENTO GEOLÓGICO-GEOTÉCNICO.....	65
5.1.2. DESCRIÇÃO QUANTITATIVA DAS FAMÍLIAS DE DESCONTINUIDADES .	70
5.1.2.1. DESCONTINUIDADES PRESENTES NA CAPA.....	71
5.1.2.2. DESCONTINUIDADES PRESENTES NA LAPA.....	73
5.1.2.3. DESCONTINUIDADES PRESENTES NA ZCV	75
5.1.2.4. IMPLICAÇÕES GEOTÉCNICAS DAS DESCONTINUIDADES	78
5.1.3. DESCRIÇÃO DO RQD	82
5.1.4. PARÂMETROS DE ROCHA INTACTA	83
5.1.4.1. PARÂMETROS DOS DOLOMITOS.....	85
5.1.4.2. PARÂMETROS DAS BRECHAS DOLOMÍTICAS	87
5.1.4.3. PARÂMETROS DAS BRECHAS WILLEMÍTICAS	88

5.1.4.4.	CONSIDERAÇÕES GEOTÉCNICAS SOBRE A MATRIZ ROCHOSA	89
5.1.5.	PARÂMETROS DO MACIÇO ROCHOSO	90
5.1.6.	CONDIÇÕES DAS TENSÕES <i>IN SITU</i>	95
5.1.7.	CONDIÇÕES DO FLUXO DE ÁGUA SUBTERRÂNEA	98
5.1.7.1.	IMPLICAÇÕES GEOTÉCNICAS DA CONDIÇÃO DE ALTERÇÃO	99
5.2.	CARACTERIZAÇÃO OPERACIONAL	100
5.2.1.	SEQUENCIAMENTO DE LAVRA	100
5.2.2.	DIMENSÕES DO REALCE	102
5.2.3.	DESMONTE DE ROCHAS	104
5.2.3.1.	DETONAÇÃO DE CARGA EXPLOSIVA	104
5.2.3.2.	PERFURAÇÃO	105
5.2.3.3.	PARÂMETRO D	106
5.2.3.4.	TAXA DE EXTRAÇÃO	107
5.2.4.	CARACTERÍSTICAS DO ENCHIMENTO	110
5.3.	IMPLICAÇÕES GEOTÉCNICAS DA CARACTERIZAÇÃO DA MINA	111
6.	CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA DE MACIÇOS ROCHOSOS	116
6.1.	SISTEMAS DE CLASSIFICAÇÃO APLICADOS NA MINA VAZANTE	116
6.1.1.	SISTEMA VAZANTE	117
6.1.2.	SISTEMA RMR	121
6.1.3.	SISTEMA Q	124
6.1.4.	SISTEMA GSI	129
6.2.	APLICAÇÃO DOS SISTEMAS DE CLASSIFICAÇÃO À DILUIÇÃO NÃO PLANEJADA DE MINÉRIO	133
7.	ANÁLISE NUMÉRICA	135

7.1. IDEALIZAÇÃO DA MINA	135
7.1.1. MODELO FÍSICO	136
7.1.2. MODELO FÍSICO DISCRETIZADO	137
7.1.2.1. MALHA DE ELEMENTOS FINITOS	138
7.1.2.2. SELEÇÃO DO TIPO DE ELEMENTO.....	141
7.1.3. CONDIÇÕES DE CONTORNO.....	142
7.1.4. TENSÕES INICIAIS.....	143
7.1.5. MODELO CONSTITUTIVO.....	143
7.1.6. CONSIDERAÇÕES SOBRE A ESTRUTURA IDEALIZADA DA MINA.....	146
7.2. SIMULAÇÃO DE ESCAVAÇÃO	147
7.3. MÉTODO DE SOLUÇÃO	150
7.4. DETERMINAÇÃO NUMÉRICA DA DILUIÇÃO	150
7.4.1. INDICADOR DE COMPORTAMENTO	150
7.4.2. CÁLCULO DA DILUIÇÃO	157
7.5. APLICAÇÃO DO MÉTODO PROBABILÍSTICO DE ROSENBLUETH NA SIMULAÇÃO NUMÉRICA.....	159
7.6. ESTUDO DE CASO.....	161
7.6.1. CASO REAL	161
7.6.1.1. SIMULAÇÕES NUMÉRICAS	161
7.6.1.2. RESULTADOS	163
7.6.2. CASO HIPOTÉTICO	165
7.6.2.1. SIMULAÇÕES NUMÉRICAS	165
7.6.2.2. RESULTADOS	167
8. GERENCIAMENTO DE RISCO	172
8.1. CONCEITOS BÁSICOS DE RISCO	172

8.1.1.	PROBABILIDADE DE OCORRÊNCIA DO EVENTO	172
8.1.2.	CONSEQUÊNCIAS DO EVENTO	175
8.1.3.	FUNÇÃO BENEFÍCIO E O RISCO DE DILUIÇÃO	175
8.2.	MÉTODO PROBABILÍSTICO.....	176
8.3.	ANÁLISE DE RISCO APLICADA À DILUIÇÃO NÃO PLANEJADA	176
8.3.1.	ESTUDO DE CASO REAL	179
8.3.2.	ESTUDO DE CASO HIPOTÉTICO	181
8.3.3.	CONSIDERAÇÕES FINAIS SOBRE A ANÁLISE DE RISCO	187
8.4.	GERENCIAMENTO DE RISCO APLICADO À DILUIÇÃO NÃO PLANEJADA....	188
9.	CONCLUSÕES	194
9.1.	CONSIDERAÇÕES SOBRE A CARACTERIZAÇÃO DE MINA	194
9.2.	CONSIDERAÇÕES SOBRE A SIMULAÇÃO NUMÉRICA.....	195
9.3.	CONSIDERAÇÕES SOBRE O GERENCIAMENTO DE RISCO	196
9.4.	CONSIDERAÇÕES SOBRE A METODOLOGIA PROPOSTA.....	196
9.5.	SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS	196
	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	198
	APÊNDICE A – EVOLUÇÃO TECTÔNICA.....	208
A.1 –	EVOLUÇÃO TECTÔNICA DA PROVÍNCIA TOCANTINS	208
A.2 –	EVOLUÇÃO TECTÔNICA DA ZCV.....	212
	APÊNDICE B – TEORIA DE FALHAMENTO DE ANDERSON.....	216
	APÊNDICE C – PERFIS GEOLÓGICOS DA MINA	217
C.1 -	PERFIS DA CAPA	221
C.2 –	PERFIS DA LAPA	229
C.3 –	PERFIS DE LAPA A CAPA.....	241

C.4 – CONSIDERAÇÕES GEOTÉCNICAS DO MAPEAMENTO GEOLÓGICO	249
APÊNDICE D – DESCRIÇÃO DAS FAMÍLIAS DE DESCONTINUIDADES DO MACIÇO ROCHOSO E SUAS IMPLICAÇÕES GEOTÉCNICAS	251
D.1 – PARÂMETROS DESCRITIVOS DAS DESCONTINUIDADES	252
D.2 – DESCONTINUIDADES DO DOLOMITO ROSA	256
D.3 – DESCONTINUIDADES DO DOLOMITO CINZA	262
D.4 – DESCONTINUIDADES DAS BRECHAS	267
D.5 – TAMANHO E FORMA DOS BLOCOS DE ROCHA	274
D.6 – INFLUÊNCIA DA ÁGUA	277
D.7 – FALHA VAZANTE (FV)	277
D.8 – IMPLICAÇÕES GEOTÉCNICAS DAS DESCONTINUIDADES	286
APÊNDICE E – PARÂMETROS DA ROCHA INTACTA	292
E.1 – ENSAIO DE COMPRESSÃO SIMPLES	292
E.1.1 – DOLOMITOS	295
E.1.2 – BRECHAS DOLOMÍTICAS	300
E.1.3 – BRECHAS WILLEMÍTICAS	306
E.2 – ENSAIO DE COMPRESSÃO TRIAXIAL	310
E.2.1 – DOLOMITOS	310
E.2.2 – BRECHAS DOLOMÍTICAS	312
E.2.3 – BRECHAS WILLEMÍTICAS	312
E.3 – ENSAIO DE COMPRESSÃO DIAMETRAL	314
E.3.1 – DOLOMITOS	314
E.3.2 – BRECHAS DOLOMÍTICAS	315
E.3.3 – BRECHAS WILLEMÍTICAS	315
E.4 – CÁLCULO DO PARÂMETRO m_i	316
E.5 – CONSIDERAÇÕES GEOTÉCNICAS SOBRE A MATRIZ ROCHOSA	318

APÊNDICE F – VALORES CRÍTICOS (D_n^α) PARA O TESTE DE KOLMOGOROV-SMIRNOV	324
APÊNDICE G – TENSÕES <i>IN SITU</i>	325
G.1 – INTERPRETAÇÕES GEOLÓGICO-GEOTÉCNICAS	325
G.2 – INTERPRETAÇÕES DOS TESTEMUNHOS DE SONDAGEM	329
G.3 – VERIFICAÇÕES IN LOCO NA MINA	330
G.4 – MEDIÇÕES DE TENSÕES	333
G.5 – DEFINIÇÃO DAS TENSÕES	335
APÊNDICE H – PROCESSO DE DETONAÇÃO E O EFEITO SOBRE AS ENCAIXANTES	337
H.1 – MECANISMO DE RUPTURA DE ROCHA	337
H.2 – EFEITO DA DETONAÇÃO SOBRE AS ROCHAS ENCAIXANTES	339
APÊNDICE I – EFEITO DA DETONAÇÃO E A ESTIMATIVA DO PARÂMETRO D ..	343
APÊNDICE J – REALCE PLANEJADO E REALCE EXECUTADO	344
J.1 – LIMITES PLANEJADO E EXECUTADO DE REALCES E O PARÂMETRO D....	345
J.2 – PARÂMETRO D E A EXTENSÃO DA ZONA AFETADA EM CADA REALCE...	348
APÊNDICE K – CORRELAÇÃO ENTRE OS SISTEMAS DE CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA DE MACIÇOS ROCHOSOS	350
K.1 – DOLOMITOS CINZA E ROSA	350
K.2 – BRECHAS DOLOMÍTICAS	355
K.3 – BRECHAS WILLEMÍTICAS	360
K.4 – RESUMOS DAS CORRELAÇÕES	365
APÊNDICE L – ZONA DE INFLUÊNCIA DO REALCE	366
L.1 – ZONA DE INFLUÊNCIA DE ESCAVAÇÕES ELÍPTICAS	367
L.2 – ZONA DE INFLUÊNCIA DOS REALCES 9100 E 9140.....	368
APÊNDICE M – SEQUENCIAMENTO DE DESMONTE DO CASO REAL.....	371
M.1 – SEQUENCIAMENTO DE ESCAVAÇÃO DAS GALERIAS	371

M.2 – SEQUENCIAMENTO DE ESCAVAÇÃO DO BLOCO 9100	372
M.3 – SEQUENCIAMENTO DO ENCHIMENTO DO REALCE 9100.....	373
M.4 – SEQUENCIAMENTO DE ESCAVAÇÃO DO BLOCO 9060 A	373
M.5 – SEQUENCIAMENTO DE ESCAVAÇÃO DO BLOCO 9060 B.....	374
M.6 – SEQUENCIAMENTO DE ESCAVAÇÃO DO BLOCO 9140	375
APÊNDICE N – SEQUENCIAMENTO DE DESMONTE DO CASO HIPOTÉTICO	376
N.1 – SEQUENCIAMENTO DE ESCAVAÇÃO DAS GALERIAS.....	376
N.2 – SEQUENCIAMENTO DE ESCAVAÇÃO DO BLOCO COM 45 m.....	377
N.3 – SEQUENCIAMENTO DE ESCAVAÇÃO DO BLOCO COM 60 m.....	378
N.4 – SEQUENCIAMENTO DE ESCAVAÇÃO DO BLOCO COM 75 m.....	379
APÊNDICE O – SEÇÕES NUMÉRICAS DO CASO REAL.....	380
O.1 – SEÇÕES REFERENTES AO EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,8.....	380
O.2 – SEÇÕES REFERENTES AO EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,4.....	382
O.3 – SEÇÕES REFERENTES AO EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,0.....	384
APÊNDICE P – SEÇÕES NUMÉRICAS DO CASO HIPOTÉTICO	387
P.1 – REALCE DE 45 m E EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,8	387
P.2 – REALCE DE 45 m E EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,4	389
P.3 – REALCE DE 45 m E EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,0	391
P.4 – REALCE DE 60 m E EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,8	393
P.5 – REALCE DE 60 m E EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,4	395
P.6 – REALCE DE 60 m E EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,0	397
P.7 – REALCE DE 75 m E EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,8	399
P.8 – REALCE DE 75 m E EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,4	401
P.9 – REALCE DE 75 m E EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,0	403
APÊNDICE Q – TABELA DA DISTRIBUIÇÃO NORMAL	406

LISTA DE FIGURAS

Figura 1.1 – Escavações comuns de uma mina subterrânea (modificada de Hamrin, 2001).....	1
Figura 2.1 – Ilustração esquemática de bloco de minério ou painel de lavra.	4
Figura 2.2 – Ilustração esquemática das diluições planejada e não planejada de minério (modificado de Scoble & Moss, 1994).....	5
Figura 2.3 – Dimensões de realces de mina e a posição relativa de capa e de lapa.	7
Figura 2.4 – Configurações de realces de mina (modificado de Pakalnis, 1986).	8
Figura 2.5 – Exemplos de sequenciamento de lavra de blocos de minério.....	8
Figura 2.6 – Exemplos de taxa de escavação aplicadas a blocos de minérios.	8
Figura 2.7 – Influência relativa dos fatores controladores da diluição não planejada em realces de veios estreitos e de grandes dimensões (modificado de Stewart, 2005).....	11
Figura 2.8 – Escavação da parede da capa (modificado de Stewart, 2005).	11
Figura 2.9 – Ilustração de um ponto de carregamento (modificado de Atlas Copco, 2007)....	13
Figura 2.10 – Métodos de lavra subterrânea (modificado de Brady & Brown, 2004).....	15
Figura 2.11 – Método de lavra <i>longwall</i> (modificado de Hamrin, 1986).	16
Figura 2.12 – Método de lavra abatimento por subnível (modificado de Atlas Copco, 2007).16	
Figura 2.13 – Método de lavra abatimento por bloco (modificado de Atlas Copco, 2007)....	16
Figura 2.14 – Método de lavra câmaras e pilares (modificado de Atlas Copco, 2007).	17
Figura 2.15 – Método de lavra <i>sublevel open stope</i> (modificado de Atlas Copco, 2007).	17
Figura 2.16 – Método de lavra <i>longhole open stope</i> (modificado de Edwards & Rauert, 2001).	17
Figura 2.17 – Método de lavra corte e enchimento (modificado de Atlas Copco, 2007).	18
Figura 2.18 – Método de lavra em recalque (modificado de Atlas Copco, 2007).	18
Figura 2.19 – Método de lavra da cratera (modificado de Atlas Copco, 2007).	18
Figura 2.20 – Relação entre o tempo de auto-sustentação e o vão da escavação para várias classes de maciços rochosos (modificado de Bieniawski, 1989).	22
Figura 2.21 – Relação entre o tempo de auto-sustentação e o vão da escavação para diferentes valores de RMR ₈₉ (modificado de Hutchinson & Diederichs, 1996).	23
Figura 2.22 – Relação entre o tempo de auto-sustentação e o vão da escavação para diferentes valores de RMR ₈₉ (modificado de Pakalnis em 2002, citado por Villaescusa, 2014).	24
Figura 2.23 – Profundidade do deslocamento associado às dimensões do vão da escavação para diferentes valores de RMR ₈₉ (Villaescusa, 2014).	25
Figura 2.24 – Relação indireta entre o índice Q e o vão das escavações e respectivas recomendações de suporte (modificado de Barton, 2007).	26
Figura 2.25 – Relação entre o índice Q e o vão livre estável (Hutchinson & Diederichs, 1996).	27
Figura 2.26 – Gráfico de estabilidade modificado de Potvin (modificado de Potvin, 1988)...	28

Figura 2.27 – Determinação do fator de tensão A (modificado de Hoek <i>et al.</i> , 2005).	30
Figura 2.28 – Determinação do fator B (modificado de Hoek <i>et al.</i> , 2005).	30
Figura 2.29 – Determinação do fator C (modificado de Hoek <i>et al.</i> , 2005).	31
Figura 2.30 – Gráfico de estabilidade modificado por Nickson em 1992 (modificado de Nickson, 1992).	32
Figura 2.31 – Gráfico de estabilidade modificado por Clark & Pakalnis em 1997 (modificado de Clark & Pakalnis em 1997, citado por Potvin & Hadjigeorgious, 2001).	32
Figura 2.32 – Gráfico de estabilidade modificado por Trueman <i>et al.</i> em 2000 (modificado de Trueman <i>et al.</i> , 2000)	33
Figura 2.33 – Gráfico de estabilidade modificado por Mawdesley <i>et al.</i> em 2001 (modificado de Mawdesley <i>et al.</i> , 2001).	33
Figura 2.34 – Ilustração das possíveis trajetórias de tensões próximas à abertura de uma escavação subterrânea (modificado de Martin <i>et al.</i> , 1999).	37
Figura 2.35 – Critério de instabilidade baseado somente na velocidade (modificado de Cepuritis <i>et al.</i> , 2010).	39
Figura 2.36 – Critério de instabilidade baseado somente na deformação plástica (modificado de Cepuritis <i>et al.</i> , 2010).	39
Figura 2.37 – Ilustração do uso de estação total na medição da superfície de um realce (modificado de Gilbertson em 1995, citado por Villaescusa, 2014).	41
Figura 2.38 – Ilustração do uso do CMS na medição da superfície de um realce (modificado de Gilbertson em 1995, citado por Villaescusa, 2014).	41
Figura 2.39 – Ilustração esquemática de aplicação do método de Monte Carlo (modificado de Maia, 2007).	42
Figura 2.40 – Ilustração esquemática da aplicação do método de Rosenblueth.	47
Figura 4.1 – Províncias estruturais do Brasil (Bizzi <i>et al.</i> , 2003).	51
Figura 4.2 – Posição do Grupo Vazante na Faixa Brasília (modificado de Azmy <i>et al.</i> , 2008).	52
Figura 4.3 – Coluna litoestratigráfica do Grupo Vazante (Dardenne & Schobbenhaus, 2001).	53
Figura 4.4 – Seção transversal NW-SE do Grupo Vazante (modificado de Azmy <i>et al.</i> , 2008; e de Monteiro, 2002).	54
Figura 4.5 – Geologia da ZCV (a) planta geológica (modificado de IPT, 2004) e (b) perfil geológico (modificado de Magalhães & Cella, 2009).	56
Figura 4.6 – Interpretação das tensões principais no último evento de formação da ZCV.	57
Figura 4.7 – Principais estruturas na escala da ZCV (modificado de IPT, 2004).	58
Figura 4.8 – Anatomia simplificada de uma falha (modificado de Fossen, 2013).	59
Figura 4.9 – Modelo geológico-geotécnico preliminar (modificado de IPT, 1994a).	60
Figura 4.10 – Áreas de recarga e descarga (modificado de IPT, 1994a).	61

Figura 4.11 – Dolinas na região de Vazante, MG (Bittencourt <i>et al.</i> , 2008).	62
Figura 5.1 – Condições geomecânicas e operacionais consideradas neste trabalho.	63
Figura 5.2 – Elementos da caracterização geológico-geotécnica.	64
Figura 5.3 – Distribuição litológica (Modificado de IPT, 1994a).	66
Figura 5.4 – Variações da distribuição litológica (Modificado de IPT, 1994a).	66
Figura 5.5 – Tipos de estruturas associadas às litologias (Modificado de IPT, 1994a).	66
Figura 5.6 – Correlação entre as condições de perturbação dos maciços de lapa e de capa. ...	67
Figura 5.7 – Perturbação do maciço e extensão do dolomito brechado nas travessas de lapa. 69	
Figura 5.8 – Alternância de fraturamento ao longo de uma zona de cisalhamento.	69
Figura 5.9 – Perturbação do maciço e extensão do dolomito brechado nas travessas de capa. 70	
Figura 5.10 – Diagrama estatístico de polos das famílias de descontinuidades da capa (estereograma gerado pelo programa DIPS).	72
Figura 5.11 – Visão em perspectiva das famílias de descontinuidades da capa.	72
Figura 5.12 – Dobramento da camada de dolomito rosa na capa - travessa 12515 / nível 527.	73
Figura 5.13 – Diagrama estatístico de polos das famílias de descontinuidades da lapa (estereograma gerado pelo programa DIPS).	74
Figura 5.14 – Visão em perspectiva das famílias de descontinuidades da lapa.	75
Figura 5.15 – Diagrama estatístico de polos das famílias de descontinuidades da ZCV (estereograma gerado pelo programa DIPS).	76
Figura 5.16 – Visão em perspectiva das famílias de descontinuidades da ZCV.	77
Figura 5.17 – Interpretação geotécnica da família de descontinuidades NE.	77
Figura 5.18 – Diagrama estatístico de polos dos planos de capa (HW) e de lapa (FW) da FV (estereograma gerado pelo programa DIPS).	78
Figura 5.19 – Bloco diagrama dos planos da FV (Modificado de IPT, 1994a).	78
Figura 5.20 – Blocos de rochas presentes nos dolomitos e nas brechas.	79
Figura 5.21 – Considerações sobre o modelo numérico dos maciços rochosos nas três unidades geológicas.	80
Figura 5.22 – Tamanho de blocos nos dolomitos rosa e nas brechas.	81
Figura 5.23 – Procedimentos para medições e cálculo do RQD (Modificado de Deere & Deere, 1988).	82
Figura 5.24 – Histograma e modelo teórico da distribuição de frequência para a resistência à compressão simples dos dolomitos.	85
Figura 5.25 – Histograma e modelo teórico da distribuição de frequência para o módulo de deformabilidade dos dolomitos.	86
Figura 5.26 – Histograma e modelo teórico da distribuição de frequência para a resistência à compressão simples das brechas dolomíticas.	87

Figura 5.27 – Histograma e modelo teórico da distribuição de frequência para o módulo de deformabilidade das brechas dolomíticas.	88
Figura 5.28 – Histograma e modelo teórico da distribuição de frequência para a resistência à compressão simples das brechas willemíticas.	89
Figura 5.29 – Histograma e modelo teórico da distribuição de frequência para o módulo de deformabilidade das brechas willemíticas.	89
Figura 5.30 – Modelo geológico-geotécnico com parâmetros de rocha intacta.	93
Figura 5.31 – Modelo geológico-geotécnico com parâmetros de maciço rochoso.	95
Figura 5.32 – Descrição do estado de tensões <i>in situ</i> por tensões principais (modificado de Hudson <i>et al.</i> , 2003).	96
Figura 5.33 – Medições de tensões verticais (modificado de Hoek & Brown, 1980).	97
Figura 5.34 – Variação de k com a profundidade e com diferentes módulos de deformabilidade (modificado de Hoek <i>et al.</i> , 2005).	97
Figura 5.35 – Orientação das tensões principais em relação ao modelo geológico-geotécnico.	98
Figura 5.36 – Ilustração esquemática da estrutura de bombeamento (Bittencourt <i>et al.</i> , 2008).	99
Figura 5.37 – Ilustração esquemática dos blocos de minério analisado na situação real.	101
Figura 5.38 – Diagrama de estabilidade / instabilidade (modificado de Laubscher, 1990). ..	102
Figura 5.39 – Geometria dos realces para a situação real.	103
Figura 5.40 – Geometria dos realces para a situação hipotética.	103
Figura 5.41 – Padrão de Perfuração.	105
Figura 5.42 – Desvios de furos de detonação além dos limites do corpo de minério.	106
Figura 5.43 – Exemplos de sequenciamento de desmonte de realces.	108
Figura 5.44 – Sequência do desmonte de produção dos realces analisados.	109
Figura 5.45 – Taxas de extração dos realces analisados.	110
Figura 5.46 – Modelo geológico-geotécnico antes da escavação do realce.	113
Figura 5.47 – Sequenciamento de lavra e de desmonte dos realces analisados.	114
Figura 5.48 – Extensão das zonas de rocha afetada pela detonação em galerias e em realces.	114
Figura 6.1 – Vão livre estável (modificado de Bieniawski, 1976).	123
Figura 6.2 – Recomendação de suporte do sistema Q (Modificado de Barton, 2007).	129
Figura 7.1 – Modelo físico.	136
Figura 7.2 – Representação esquemática do processo de discretização de um domínio por elementos finitos (Dias <i>et al.</i> , 2010).	137
Figura 7.3 – Dimensões da zona de influência dos realces.	138

Figura 7.4 – Malha de elementos finitos tridimensional da área analisada na mina Vazante.	139
Figura 7.5 – Detalhe da malha de elementos finitos na zona de influência do realce.	139
Figura 7.6 – Detalhe da malha de elementos finitos na zona de influência para análise do caso real.	140
Figura 7.7 – Detalhe da malha de elementos finitos na zona de influência para análise do caso hipotético.	140
Figura 7.8 – Tipos de elementos utilizados na malha de elementos finitos.	142
Figura 7.9 – Detalhe de transição de malha com elemento pentaédrico.	142
Figura 7.10 – Condições essenciais de contorno (modificado de CESAR-LCPC, 2003).	143
Figura 7.11 – Tensões verticais.	143
Figura 7.12 – Superfície de plastificação de Hoek-Brown (a) no espaço das tensões principais (b) no plano de das tensões desviadoras (Benz <i>et al.</i> , 2008).	145
Figura 7.13 – Diagrama de tensão e deformação (a) comportamento frágil e (b) comportamento elástico perfeitamente plástico	146
Figura 7.14 – Aplicação das forças de superfície (modificado de CESAR-LCPC, 2003).	148
Figura 7.15 – Simulação do efeito do desmonte sobre as rochas encaixantes.	149
Figura 7.16 – Simulação numérica do sequenciamento de lavra do caso real.	149
Figura 7.17 – Zona de plastificação subestimada no entorno do realce 9140.	151
Figura 7.18 – Parâmetros geotécnicos aplicados à simulação numérica para identificação do indicador de comportamento do deslocamento.	152
Figura 7.19 – Análise comparativa entre superfície escaneada e o campo de deslocamentos horizontais referente a Seção 1 do realce 9140.	153
Figura 7.20 – Análise comparativa entre superfície escaneada e o campo de deslocamentos horizontais referente a Seção 2 do realce 9140.	153
Figura 7.21 – Análise comparativa entre superfície escaneada e o campo de deslocamentos horizontais referente a Seção 3 do realce 9140.	154
Figura 7.22 – Análise comparativa entre superfície escaneada e o campo de deslocamentos horizontais referente a Seção 4 do realce 9140.	154
Figura 7.23 – Análise comparativa entre superfície escaneada e o campo de deslocamentos horizontais referente a Seção 5 do realce 9140.	155
Figura 7.24 – Análise comparativa entre superfície escaneada e o campo de deslocamentos horizontais referente a Seção 6 do realce 9140.	155
Figura 7.25 – Análise comparativa entre superfície escaneada e o campo de deslocamentos horizontais referente a Seção 7 do realce 9140.	156
Figura 7.26 – Análise comparativa entre superfície escaneada e o campo de deslocamentos horizontais referente a Seção 8 do realce 9140.	156
Figura 7.27 – Análise comparativa entre superfície escaneada e o campo de deslocamentos horizontais referente a Seção 9 do realce 9140.	157

Figura 7.28 – Delimitação das áreas de deslocamento nas seções transversais ao realce....	158
Figura 7.29 – Cálculo do volume de deslocamento entre duas seções transversais sucessivas.	158
Figura 7.30 – Efeito da detonação sobre a diluição para o estudo de caso real.	164
Figura 7.31 – Efeito da detonação (D) sobre a diluição para o realce com 45 m.	169
Figura 7.32 – Efeito da detonação (D) sobre a diluição para o realce com 60 m.	169
Figura 7.33 – Efeito da detonação (D) sobre a diluição para o realce com 70 m.	169
Figura 7.34 – Diluição em função do comprimento de realce para o efeito de detonação 0,8.	170
Figura 7.35 – Diluição em função do comprimento de realce para o efeito de detonação 0,4.	170
Figura 7.36 – Diluição em função do comprimento de realce para o efeito de detonação 0,0.	170
Figura 8.1 – Condição de variável aleatória atribuída à diluição.	173
Figura 8.2 – Diluição expressa sob a forma de função densidade de probabilidade.....	174
Figura 8.3 – Função densidade de probabilidade de diluição e o valor crítico de diluição. ..	174
Figura 8.4 – Ilustração esquemática da aplicação do método dos pontos de estimativa de Rosenblueth ao problema de diluição não planejada de minério.	176
Figura 8.5 – Representação gráfica do risco de diluição do caso real.	180
Figura 8.6 – Representação gráfica do risco de diluição do caso hipotético para $D = 0,8$	182
Figura 8.7 – Representação gráfica do risco de diluição do caso hipotético para $D = 0,4$	183
Figura 8.8 – Representação gráfica do risco de diluição do caso hipotético para $D = 0,0$	183
Figura 8.9 – Representação gráfica do risco de diluição do caso hipotético para $L = 45$ m..	185
Figura 8.10 – Representação gráfica do risco de diluição do caso hipotético para $L = 60$ m.	185
Figura 8.11 – Representação gráfica do risco de diluição do caso hipotético para $L = 75$ m.	186
Figura 8.12 – Curva de custos operacionais e comprimento de realce ou raio hidráulico.	188
Figura 8.13 – Fluxograma de gerenciamento de risco de diluição.....	189
Figura 8.14 – Fluxograma da caracterização geotécnica e classificação geomecânica do maciço no entorno dos realces.	190
Figura 8.15 – Árvore de causas para a diluição não planejada de minério	192
Figura A.1 – Rifts do Brasil central no proterozóico superior (Marini <i>et al.</i> , 1981).	209
Figura A.2 – Antigas zonas de fraqueza do embasamento do Grupo Vazante (Pinho, 1990).	209
Figura A.3 – Esforços compressoriais na formação da Faixa Brasília (Dardenne, 2000).....	210
Figura A.4 – Sintaxe dos Pirineus (modificado de Azmy <i>et al.</i> , 2008).	210
Figura A.5 – Compartimentação leste-oeste da Faixa Brasília (Marins-Ferreira <i>et al.</i> , 2013).	211

Figura A.6 – Cinemática e dinâmica do último evento da ZCV (modificado de IPT, 2004).	213
Figura A.7 – Orientação de minerais sob condições de tensões (modificado de Dussin, 2012).	213
Figura A.8 – Falha normal de direção NW e rejeito decimétrico no nível 388 (Bhering, 2009).	214
Figura A.9 – Estereogramas das hipóteses de tensões principais atuantes na ZCV.....	214
Figura A.10 – Efeito da pressão do fluido (Rowland <i>et al.</i> , 2007).	215
Figura B.1 - Blocos diagramas e estereogramas das três classes de falhas previstas pela teoria de falhamento de Anderson (Rowland <i>et al.</i> , 2007).....	216
Figura C.1 – Orientação e posição relativa entre corpo de minério e travessa.	217
Figura C.2 – Ilustração esquemática das travessas destacando as paredes NE e SW.	218
Figura C.3 – Ilustração esquemática de travessa na lapa.	218
Figura C.4– Ilustração esquemática de travessa na capa.	218
Figura C.5 – Ilustração esquemática de travessa estendendo-se da lapa até a capa.....	219
Figura C.6 – Posição das galerias na seção devido à parede mapeada - travessa de lapa.....	219
Figura C.7 – Posição das galerias na seção devido à parede mapeada - travessa de capa.	219
Figura C.8 – Posição das galerias na seção devido à parede mapeada - travessa de lapa a capa.	220
Figura C.9 – Perfil geológico da travessa 12367 do nível 554 – Sucuri – Parede SW.	221
Figura C.10 – Perfil geológico da travessa 12397 do nível 554 – Sucuri – Parede NE.....	221
Figura C.11 – Perfil geológico da travessa 12420 do Nível 554 – Sucuri – Parede SW.	222
Figura C.12 – Perfil geológico da travessa 12442 do Nível 554 – Sucuri – Parede SW.	222
Figura C.13 – Perfil geológico da travessa 12417 do Nível 527 – Sucuri – Parede SW.	223
Figura C.14 – Perfil geológico da travessa 12440 do Nível 527 – Sucuri – Parede SW.	223
Figura C.15 – Perfil geológico da travessa 12465 do Nível 527 – Sucuri – Parede NE.....	224
Figura C.16 – Perfil geológico da travessa 12515 do Nível 527 – Sucuri – Parede SW.	224
Figura C.17 – Perfil geológico da travessa 12292 do Nível 455 – Sucuri – Parede NE.....	225
Figura C.18 – Perfil geológico da travessa 12775 do Nível 388 – Sucuri – Parede SW.	225
Figura C.19 – Perfil geológico da travessa 13055 do Nível 388 – Sucuri – Parede NE.....	226
Figura C.20 – Perfil geológico da travessa 12850 do Nível 345 – Sucuri – Parede SW.	226
Figura C.21 – Perfil geológico da travessa 9700 do Nível 500 – Lumiadeira – Parede NE..	227
Figura C.22 – Estrutura do maciço da brecha dolomítica de capa com S0 preservado e visível.	228
Figura C.23 – Estrutura do maciço da brecha dolomítica de capa e da brecha willemítica... 228	
Figura C.24 – Estrutura do maciço do dolomito rosa.	229
Figura C.25 – Perfil geológico da travessa 12515 do Nível 527 – Sucuri – Parede SW.	229

Figura C.26 – Perfil geológico da travessa 12540 do Nível 527 – Sucuri – Parede SW.	230
Figura C.27 – Perfil geológico da travessa 12565 do Nível 527 – Sucuri – Parede NE.	230
Figura C.28 – Perfil geológico da travessa 12292 do Nível 455 – Sucuri – Parede NE.	231
Figura C.29 – Perfil geológico da travessa 12247 do Nível 455 – Sucuri – Parede NE.	231
Figura C.30 – Perfil geológico da travessa 12775 do Nível 388 – Sucuri – Parede SW.	232
Figura C.31 – Perfil geológico da travessa 13055 do Nível 388 – Sucuri – Parede NE.	232
Figura C.32 – Perfil geológico da travessa 13090 do Nível 388 – Sucuri – Parede SW.	233
Figura C.33 – Perfil geológico da travessa 12850 do Nível 345 – Sucuri – Parede SW.	233
Figura C.34 – Perfil geológico da travessa 12925 do Nível 345 – Sucuri – Parede SW.	234
Figura C.35 – Perfil geológico da travessa 9700 do Nível 500 – Lumiadeira – Parede NE. .	234
Figura C.36 – Perfil geológico da travessa 9890 do Nível 484 – Lumiadeira – Parede SW. .	235
Figura C.37 – Perfil geológico da travessa 9300 do Nível 455 – Lumiadeira – Parede NE. .	235
Figura C.38 – Perfil geológico da travessa 9343 do Nível 455 – Lumiadeira – Parede NE. .	236
Figura C.39 – Perfil geológico da travessa 9425 do Nível 455 – Lumiadeira – Parede NE. .	236
Figura C.40 – Perfil geológico da travessa 9470 do Nível 420 – Lumiadeira – Parede SW. .	237
Figura C.41 – Perfil geológico da travessa 9445 do Nível 420 – Lumiadeira – Parede SW. .	237
Figura C.42 – Perfil geológico da travessa 9475 do Nível 388 – Lumiadeira – Parede SW. .	238
Figura C.43 – Estrutura do maciço da brecha dolomítica de lapa com S0 preservado e visível.	239
Figura C.44 – Estrutura do maciço da brecha dolomítica lapa com feição anastomosada. ...	240
Figura C.45 – Estrutura do maciço do dolomito cinza.	240
Figura C.46 – Travessa 12515 do nível 527 – lapa a capa – Sucuri.	241
Figura C.47 – Travessa 12292 do nível 455 – lapa a capa – Sucuri.	242
Figura C.48 – Travessa 13055 do nível 388 – lapa a capa – Sucuri.	242
Figura C.49 – Travessa 12775 do nível 388 – lapa a capa – Sucuri.	242
Figura C.50 – Travessa 12850 do nível 345 – lapa a capa – Sucuri.	242
Figura C.51 – Travessa 9700 do nível 500 – lapa a capa – Lumiadeira.	243
Figura C.52 – Relação das condições de perturbação entre maciços de lapa e capa.	244
Figura C.53 – Esforços compressionais na ZCV (modificado de IPT, 2004a).	245
Figura C.54 – Condições de perturbação dos maciços mapeadas nas travessas de lapa.	246
Figura C.55 – Extensão das brechas dolomíticas mapeadas nas travessas de lapa.	246
Figura C.56 – Zona de cisalhamento (a) estruturas (b) intensidade de fraturamento.	247
Figura C.57 – Condições de perturbação dos maciços mapeadas nas travessas de capa.	248
Figura C.58 – Extensão das brechas dolomíticas mapeadas nas travessas de capa.	248

Figura C.59 – Estruturas anastomosadas na brecha dolomítica de capa.	249
Figura C.60 – Litologias da mina e suas respectivas estruturas de maciço.	250
Figura D.1 – Galerias de mapeamento das unidades de capa (HW), de lapa (FW) e da ZCV.	251
Figura D.2 – Redes estereográficas (modificado de Loczy & Ladeira, 1981).....	252
Figura D.3 – Descrição da ondulação e rugosidade (modificado de ISRM, 1978).....	255
Figura D.4 – Diagrama estatístico de polos dos planos da família NW presente no dolomito rosa (estereograma gerado pelo programa DIPS).	257
Figura D.5 – Diagrama estatístico de polos dos planos da família NE presente no dolomito rosa (estereograma gerado pelo programa DIPS).	258
Figura D.6 – Diagrama estatístico de polos dos planos de acamamento (S_0) do dolomito rosa (estereograma gerado pelo programa DIPS).	258
Figura D.7 – Principais famílias de descontinuidades presentes no dolomito rosa.	259
Figura D.8 – Persistência da família NW ao longo da direção do plano.	260
Figura D.9 – Persistência da família NW ao longo da direção de mergulho.	261
Figura D.10 – Persistência da família NE ao longo da direção do plano.....	261
Figura D.11 – Persistência família NE ao longo da direção de mergulho.	261
Figura D.12 – Persistência do plano de acamamento.....	262
Figura D.13 – Diagrama estatístico de polos dos planos da família NW presente no dolomito cinza (estereograma gerado pelo programa DIPS).....	263
Figura D.14 – Diagrama estatístico de polos dos planos da família NE presente no dolomito cinza (estereograma gerado pelo programa DIPS).....	264
Figura D.15 – Diagrama estatístico de polos dos planos de acamamento (S_0) do dolomito cinza (estereograma gerado pelo programa DIPS).....	264
Figura D.16 – Diagrama estatístico de polos dos planos da família BA do dolomito cinza (estereograma gerado pelo programa DIPS).	265
Figura D.17 – Principais famílias de descontinuidades presentes no dolomito cinza.....	265
Figura D.18 – Diagrama estatístico de polos dos planos da família NW presente na brecha (estereograma gerado no programa DIPS).	268
Figura D.19 – Diagrama estatístico de polos dos planos da família NE presente na brecha (estereograma gerado no programa DIPS).	269
Figura D.20 – Diagrama estatístico de polos dos planos da família BA presente na brecha (estereograma gerado no programa DIPS).	269
Figura D.21 – Família de descontinuidades presentes na ZCV.	270
Figura D.22 – Interpretação geotécnica especial da família NE na brecha.....	270
Figura D.23 – Individualização de blocos de rocha pela família NE na brecha.	271
Figura D.24 – Persistência ao longo da direção de mergulho da família NE nas brechas.	272

Figura D.25 – Espaçamento da família NE nas brechas.	272
Figura D.26 – Uso dos termos técnicos abertura e largura (modificado de ISRM, 1978).	272
Figura D.27 – Descontinuidades formadas em faixas afetadas por cisalhamento não coaxial (modificado de Hasui & Mioto, 1992).	273
Figura D.28 – Lente de marga intercalada na brecha.	274
Figura D.29 – Dimensões dos blocos de rocha presentes nos dolomitos.	275
Figura D.30 – As famílias de descontinuidades da brecha e a forma dos blocos de rocha.	276
Figura D.31 – Dimensões dos blocos de rocha presentes nas brechas.	276
Figura D.32 – Planos de capa (HW) e lapa (FW) da Falha Vazante.	277
Figura D.33 – Diagrama estatístico de polos dos planos da Falha Vazante (estereograma gerado no programa DIPS).	278
Figura D.34 – Espaçamento entre os planos de capa e lapa da FV.	280
Figura D.35 – FV apresentando contato rocha-rocha.	280
Figura D.36 – FV apresentando preenchimento com material alterado.	280
Figura D.37 – Redistribuição de tensões (modificado de Hoek & Brown, 1980).	281
Figura D.38 – Deslizamento de descontinuidade natural implicando em dilatância.	283
Figura D.39 – Deslizamento de descontinuidade natural por ruptura da rocha intacta.	283
Figura D.40 – Influência do preenchimento sobre a resistência ao cisalhamento de descontinuidades naturais.	283
Figura D.41 – Condição de instabilidade potencial nos tetos dos realces de mina.	284
Figura D.42 – Relação entre amplitude da ondulação e espessura do preenchimento.	285
Figura D.43 – Impossibilidade de dilatância.	285
Figura D.44 – Impossibilidade de ruptura por rocha intacta.	286
Figura D.45 – Zona de influência da escavação do realce.	287
Figura D.46 – Posição da família S_0 em relação à ZCV (modificado de IPT, 1994a).	288
Figura D.47 – Posição da família NW em relação à ZCV (modificado de IPT, 1994a).	288
Figura D.48 – Posição da família NE em relação à ZCV (modificado de IPT, 1994a).	289
Figura E.1 – <i>Box plot</i> da resistência à compressão simples (RCS) e do módulo de deformabilidade (E) dos dolomitos.	296
Figura E.2 – Histograma de frequências da resistência à compressão simples dos dolomitos.	297
Figura E.3 – Histograma de frequências do módulo de deformabilidade dos dolomitos.	298
Figura E.4 – Distribuição de frequências da resistência à compressão simples dos dolomitos.	298
Figura E.5 – Distribuição de frequências do módulo de deformabilidade dos dolomitos.	299

Figura E.6 – Box Plot da resistência à compressão simples e do módulo de deformabilidade das brechas dolomíticas.....	302
Figura E.7 – Histograma de frequências da resistência à compressão simples das brechas dolomíticas.....	303
Figura E.8 – Histograma de frequências do módulo de deformabilidade das brechas dolomíticas.....	304
Figura E.9 – Modelos teóricos para a distribuição de frequências da resistência à compressão simples das brechas dolomíticas.....	304
Figura E.10 – Modelos teóricos para a distribuição de frequências do módulo de deformabilidade das brechas dolomíticas.....	305
Figura E.11 – Box plot da resistência à compressão simples e do módulo de deformabilidade das brechas willemíticas.....	307
Figura E.12 – Histograma de frequências da resistência à compressão simples das brechas willemíticas.....	308
Figura E.13 – Histograma de frequências do módulo de deformabilidade das brechas willemíticas.....	308
Figura E.14 – Modelos teóricos para a distribuição de frequências da resistência à compressão simples das brechas willemíticas.....	309
Figura E.15 – Modelos teóricos para a distribuição de frequências do módulo de deformabilidade das brechas willemíticas.....	310
Figura E.16 – Gráfico das tensões σ_1 e σ_3 dos ensaios de compressão triaxial em dolomitos.....	311
Figura E.17 – Gráfico das tensões σ_1 e σ_3 dos ensaios de compressão triaxial em brechas willemíticas.....	313
Figura E.18 – Curvas de ajuste dos parâmetros de resistência m_i das diferentes litologias...	317
Figura E.19 – Valores de literatura do coeficiente de Poisson para dolomitos.....	318
Figura E.20 – Gráfico da resistência à compressão simples e módulo de deformabilidade. .	320
Figura E.21 – Fraturamento axial em corpo de prova (Wawersik & Fairhurst, 1970)	321
Figura E.22 – Direção dos planos de fraturas axiais (modificado de Gramberg, 1965)	321
Figura E.23 – Módulos de deformabilidade secante e tangente das brechas dolomíticas	322
Figura E.24 – As estruturas internas das brechas e a concentração de tensões.....	323
Figura G.1 – Interpretações de estados de tensões na ZCV.....	327
Figura G.2 – Orientação das tensões principais após o falhamento (modificado de Li, 2006).	328
Figura G.3 – <i>Core diskling</i> (modificado de Lim & Martin, 2010).....	329
Figura G.4 – Deslocamento devido a tensões elevadas (modificado de Hoek <i>et al.</i> , 2005). 330	
Figura G.5 – <i>Breakouts</i> em furos verticais (modificado de Christiansson, 2006).	331

Figura G.6 – Relação entre breakouts e as tensões horizontais (modificado de Lee & Haimson, 2006).	332
Figura G.7 – Furos verticais de ventilação na Mina Vazante.	333
Figura G.8 – Pontos de medições de tensões <i>in situ</i> na Mina (modificado de IPT, 1997). ...	334
Figura G.9 – Estado de tensões <i>in situ</i> sugerido para a região da Mina Vazante.	336
Figura H.1 – Trituração da rocha (modificado de Atlas Copco, 1986; Silva, 1998).	338
Figura H.2 – Componentes de tração (modificado de Jimeno <i>et al.</i> , 1995; Silva, 1998).	338
Figura H.3 – Reflexão da onda de choque (modificado de Silva, 1998).	339
Figura H.4 – Expansão das fendas radiais pela ação dos gases (modificado de Silva, 1998).	339
Figura H.5 – Estrutura do minério de cobre (a) e da brecha dolomítica (b).	340
Figura H.6 – Desmonte de rocha do método de lavra subterrânea abatimento por bloco (modificado de Hamrin, 2001).	341
Figura H.7 – Propagação de novas fraturas na capa do realce.	342
Figura J.1 – Limites do realce planejado e executado.	344
Figura J.2 – Limites da lapa de realce coincidentes.	345
Figura J.3 – Efeitos do desvio de furação na capa e na lapa do realce.	346
Figura J.4 – taxa de avanço do desmonte em túneis e em realces.	347
Figura J.5 – Seções típicas dos realces analisados.	348
Figura J.6 – Valores do parâmetro D atribuídos aos realces analisados.	348
Figura L.1 – Tensões no entorno de uma escavação circular (modificado de Brady & Brown, 2004).	366
Figura L.2 – Distribuição de tensões axissimétricas entorno de uma abertura circular em um campo de tensões hidrostático (modificado de Brady & Brown, 2004).	367
Figura L.3 – Zona de influência em escavações elípticas (modificado de Brady & Brown, 2004).	368
Figura L.4 – Simplificação da geometria dos realces.	369
Figura L.5 – Geometria dos realces 9100 e 9140 e da zona de influência.	370
Figura L.6 – Simplificações da geometria da zona de influência.	370
Figura M.1 – Sequência de desmonte das galerias de minério.	371
Figura M.2 – Sequência de desmonte do bloco 9100.	372
Figura M.3 – Sequência de enchimento do realce 9100.	373
Figura M.4 – Sequência de desmonte do bloco 9060 A.	373
Figura M.5 – Sequência de desmonte do bloco 9060 B.	374
Figura M.6 – Sequência de desmonte do bloco 9140.	375
Figura N.1 – Sequência de desmonte das galerias de minério do bloco 9140.	376

Figura N.2 – Sequência de desmonte do bloco 9140 para 45 m de comprimento.	377
Figura N.3 – Sequência de desmonte do bloco 9140 considerando 60 m de comprimento...	378
Figura N.4 – Sequência de desmonte do bloco 9140 considerando 75 m de comprimento...	379
Figura O.1 – Seções transversais ao realce 9140 analisadas no estudo de caso real.	380
Figura O.2 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- e $D = 0,8$	380
Figura O.3 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ e $D = 0,8$	381
Figura O.4 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- e $D = 0,8$	381
Figura O.5 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ e $D = 0,8$	382
Figura O.6 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- e $D = 0,4$	382
Figura O.7 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ e $D = 0,4$	383
Figura O.8 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- e $D = 0,4$	383
Figura O.9 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ e $D = 0,4$	384
Figura O.10 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- e $D = 0,0$	384
Figura O.11 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ e $D = 0,0$	385
Figura O.12 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- e $D = 0,0$	385
Figura O.13 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ e $D = 0,0$	386
Figura P.1 – Seções transversais ao realce 9140 analisadas no estudo de caso hipotético. ...	387
Figura P.2 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- , $L = 45$ m e $D = 0,8$	387
Figura P.3 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ , $L = 45$ m e $D = 0,8$	388
Figura P.4 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- , $L = 45$ m e $D = 0,8$	388
Figura P.5 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ , $L = 45$ m e $D = 0,8$. ..	389
Figura P.6 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- , $L = 45$ m e $D = 0,4$	389
Figura P.7 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ , $L = 45$ m e $D = 0,4$	390
Figura P.8 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- , $L = 45$ m e $D = 0,4$	390
Figura P.9 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ , $L = 45$ m e $D = 0,4$. ..	391
Figura P.10 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- , $L = 45$ m e $D = 0,0$. .	391
Figura P.11 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ , $L = 45$ m e $D = 0,0$..	392
Figura P.12 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- , $L = 45$ m e $D = 0,0$..	392
Figura P.13 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ , $L = 45$ m e $D = 0,0$. 393	
Figura P.14 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- , $L = 60$ m e $D = 0,8$. .	393
Figura P.15 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ , $L = 60$ m e $D = 0,8$..	394
Figura P.16 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- , $L = 60$ m e $D = 0,8$..	394
Figura P.17 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ , $L = 60$ m e $D = 0,8$. 395	

Figura P.18 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- , $L = 60$ m e $D = 0,4$.	395
Figura P.19 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ , $L = 60$ m e $D = 0,4$.	396
Figura P.20 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- , $L = 60$ m e $D = 0,4$.	396
Figura P.21 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ , $L = 60$ m e $D = 0,4$.	397
Figura P.22 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- , $L = 60$ m e $D = 0,0$.	397
Figura P.23 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ , $L = 60$ m e $D = 0,0$.	398
Figura P.24 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- , $L = 60$ m e $D = 0,0$.	398
Figura P.25 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ , $L = 60$ m e $D = 0,0$.	399
Figura P. 26 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- , $L = 75$ m e $D = 0,8$.	399
Figura P. 27 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ , $L = 75$ m e $D = 0,8$.	400
Figura P. 28 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- , $L = 75$ m e $D = 0,8$.	400
Figura P. 29 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ , $L = 75$ m e $D = 0,8$.	401
Figura P. 30 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- , $L = 75$ m e $D = 0,4$.	401
Figura P. 31 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ , $L = 75$ m e $D = 0,4$.	402
Figura P. 32 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- , $L = 75$ m e $D = 0,4$.	402
Figura P. 33 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ , $L = 75$ m e $D = 0,4$.	403
Figura P.34 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- , $L = 75$ m e $D = 0,0$.	403
Figura P.35 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ , $L = 75$ m e $D = 0,0$.	404
Figura P.36 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- , $L = 75$ m e $D = 0,0$.	404
Figura P.37 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ , $L = 75$ m e $D = 0,0$.	405

LISTA DE TABELAS

Tabela 2.1 – Relação entre tipo de escavação e o parâmetro ESR (modificado de Barton em 2008, citado por Singh & Goel, 2011).	27
Tabela 2.2 – Deformação normal de extensão total crítica ($\epsilon_{\text{crítico}}$) para rocha frágil.	35
Tabela 2.3 – Relação entre o excesso de tensão e condição do maciço rochoso.	36
Tabela 2.4 – Condições de estabilidade com base em critérios de velocidade e deformação plástica (modificado de Cepuritis <i>et al.</i> , 2010).	40
Tabela 2.5 – Obtenção dos valores das variáveis independentes	46
Tabela 2.6 – Estimativas da variável dependente	46
Tabela 5.1 – Descrição das famílias de descontinuidades da capa.	71
Tabela 5.2 – Descrição das famílias de descontinuidades da lapa.	74
Tabela 5.3 – Descrição das famílias de descontinuidades da ZCV.....	76
Tabela 5.4 – Descrição dos planos de capa (HW) e de lapa (FW) da FV.....	78
Tabela 5.5 – Qualidade da rocha.	83
Tabela 5.6 – Relação entre valores de RQD e as classes do sistema Vazante.	83
Tabela 5.7 – Parâmetros geotécnicos determinísticos dos dolomitos.	85
Tabela 5.8 – Parâmetros geotécnicos determinísticos das brechas dolomíticas.	87
Tabela 5.9 – Parâmetros geotécnicos determinísticos das brechas willemíticas.....	88
Tabela 5.10 – Relações empíricas para módulo de deformabilidade de maciços rochosos (modificado de Hoek & Diederichs, 2006).	92
Tabela 5.11 – Condição de variabilidade dos parâmetros geomecânicos.	94
Tabela 5.12 – Valores do parâmetro D e da extensão da zona afetada para o estudo de caso real de galerias e realces.	107
Tabela 5.13 – Efeito da detonação da galeria sobre os parâmetros do maciço rochoso utilizados no critério de ruptura de Hoek-Brown.....	115
Tabela 5.14 – Efeito da detonação do realce sobre os parâmetros do maciço rochoso utilizados no critério de ruptura de Hoek-Brown.	115
Tabela 6.1 – Sistema Vazante (modificado de Couto & Caldeira, 2002).	118
Tabela 6.2 – Relação entre grau de alteração e σ_{ci} (modificado de Couto & Caldeira, 2002).	119
Tabela 6.3 – Recomendação de suporte do sistema Vazante (modificado de Couto & Caldeira, 2002).....	120
Tabela 6.4 – Sistema RMR (modificado de Bieniawski 1989, 1993).....	122
Tabela 6.5 – Recomendação para escavação e suporte do sistema RMR ⁽¹⁾ (modificado de Bieniawski, 1989).....	123
Tabela 6.6 – RQD (modificado de Barton, 2002).	125
Tabela 6.7 – J_n (modificado de Barton, 2002).	125

Tabela 6.8 – J_r (modificado de Barton, 2002).....	125
Tabela 6.9 – J_a (modificado de Barton, 2002).	126
Tabela 6.10 – J_w (modificado de Barton, 2002).....	126
Tabela 6.11 – SRF (modificado de Barton, 2002).	127
Tabela 6.12 – Classes de maciço – sistema Q (Barton <i>et al.</i> , 1974).	128
Tabela 6.13 – ESR (modificado de Barton em 2008, citado por Singh & Goel, 2011).	128
Tabela 6.14 – Sistema GSI (modificado de Hoek & Marinos, 2007).	131
Tabela 6.15 – Correlação entre os sistemas Vazante, RMR e Q.....	134
Tabela 7.1 – Representação esquemática da aplicação do método probabilístico de Rosenblueth à simulações numéricas.	160
Tabela 7.2 – Simulações numéricas e as condições de perturbação.	161
Tabela 7.3 – Efeitos de detonação considerados nos estudos de caso real.	162
Tabela 7.4 – Resultados das análises do estudo de caso real.	163
Tabela 7.5 – Simulações numéricas para diferentes comprimentos de realce e condições de perturbação.	165
Tabela 7.6 – Efeitos de detonação considerados nos estudos de caso hipotético.	166
Tabela 7.7 – Resultados das análises do estudo de caso hipotético.	168
Tabela 8.1 – Faixa de valores para a diluição não planejada de minério.	180
Tabela 8.2 – Relação probabilística entre as metas e o efeito da detonação D no caso real..	181
Tabela 8.3 – Relação probabilística entre o alcance de metas e o efeito da detonação D no caso real.....	181
Tabela 8.4 – Relação probabilística entre a condição inadmissível e o efeito da detonação D no caso real.....	181
Tabela 8.5 – Relação probabilística entre as metas e o efeito da detonação D influenciado pelo comprimento do realce (L).....	184
Tabela 8.6 – Relação probabilística entre o alcance de metas e o efeito da detonação D influenciado pelo comprimento do realce (L).	184
Tabela 8.7 – Relação probabilística entre a condição inadmissível e o efeito da detonação D influenciado pelo comprimento do realce (L).	184
Tabela 8.8 – Relação probabilística entre as metas e o comprimento do realce (L) influenciado pelo efeito da detonação D.	186
Tabela 8.9 – Relação probabilística entre o alcance de metas e o comprimento do realce (L) influenciado pelo efeito da detonação D.	186
Tabela 8.10 – Relação probabilística entre a condição inadmissível e o comprimento do realce (L) influenciado pelo efeito da detonação D.	187
Tabela A.1 – Escala de tempo geológico (modificado de Bartorelli & Haralyi, 2009).	208
Tabela A.2 – Considerações preliminares sobre as tensões <i>in situ</i> na ZCV	215

Tabela C.1 – Relação entre a condição litoestrutural e a condição de perturbação do maciço.	220
Tabela C.2 – Informações do perfil geológico da travessa 12367 do nível 554 – Sucuri.....	221
Tabela C.3 – Informações do perfil geológico da travessa 12397 do nível 554 – Sucuri.....	221
Tabela C.4 – Informações do perfil geológico da travessa 12420 do nível 554 – Sucuri.....	222
Tabela C.5 – Informações do perfil geológico da travessa 12442 do nível 554 – Sucuri.....	222
Tabela C.6 – Informações do perfil geológico da travessa 12417 do nível 527 – Sucuri.....	223
Tabela C.7 – Informações do perfil geológico da travessa 12440 do nível 527 – Sucuri.....	223
Tabela C.8 – Informações do perfil geológico da travessa 12465 do nível 527 – Sucuri.....	224
Tabela C.9 – Informações do perfil geológico da travessa 12515 do nível 527 – Sucuri.....	224
Tabela C.10 – Informações do perfil geológico da travessa 12292 do nível 455 – Sucuri....	225
Tabela C.11 – Informações do perfil geológico da travessa 12775 do nível 388 – Sucuri....	225
Tabela C.12 – Informações do perfil geológico da travessa 13055 do nível 388 – Sucuri....	226
Tabela C.13 – Informações do perfil geológico da travessa 12850 do nível 345 – Sucuri....	226
Tabela C.14 – Informações do perfil geológico da travessa 9700 do nível 500 – Lumiadeira.	227
Tabela C.15 – Informações do perfil geológico da travessa 12515 do nível 527 – Sucuri....	229
Tabela C.16 – Informações do perfil geológico da travessa 12540 do nível 527 – Sucuri....	230
Tabela C.17 – Informações do perfil geológico da travessa 12565 do nível 527 – Sucuri....	230
Tabela C.18 – Informações do perfil geológico da travessa 12292 do nível 455 – Sucuri....	231
Tabela C.19 – Informações do perfil geológico da travessa 12247 do nível 455 – Sucuri....	231
Tabela C.20 – Informações do perfil geológico da travessa 12775 do nível 388 – Sucuri....	232
Tabela C.21 – Informações do perfil geológico da travessa 13055 do nível 388 – Sucuri....	232
Tabela C.22 – Informações do perfil geológico da travessa 13090 do nível 388 – Sucuri....	233
Tabela C.23 – Informações do perfil geológico da travessa 12850 do nível 345 – Sucuri....	233
Tabela C.24 – Informações do perfil geológico da travessa 12925 do nível 345 – Sucuri....	234
Tabela C.25 – Informações do perfil geológico da travessa 9700 do nível 500 – Lumiadeira.	234
Tabela C.26 – Informações do perfil geológico da travessa 9890 do nível 484 – Lumiadeira.	235
Tabela C.27 – Informações do perfil geológico da travessa 9300 do nível 455 – Lumiadeira.	235
Tabela C.28 – Informações do perfil geológico da travessa 9343 do nível 455 – Lumiadeira.	236
Tabela C.29 – Informações do perfil geológico da travessa 9425 do nível 455 – Lumiadeira.	236

Tabela C.30 – Informações do perfil geológico da travessa 9470 do nível 420 – Lumiadeira.	237
Tabela C.31 – Informações do perfil geológico da travessa 9445 do nível 420 – Lumiadeira.	237
Tabela C.32 – Informações do perfil geológico da travessa 9475 do nível 388 – Lumiadeira.	238
Tabela C.33 – Tipos litológicos da lapa nas regiões Sucuri e Lumiadeira.	238
Tabela C.34 – Travessas e as condições de perturbação dos maciços de lapa e de capa.	243
Tabela D.1 – Referências para descrição da persistência (modificado de ISRM, 1978).	253
Tabela D.2 – Referências para descrição do espaçamento (modificado de ISRM, 1978).	253
Tabela D.3 – Referências para descrição da abertura (modificado de ISRM, 1978).	253
Tabela D.4 – Descrição da condição de alteração (modificado de ISRM, 1978).	254
Tabela D.5 – Atitudes das descontinuidades no dolomito rosa.	256
Tabela D.6 – Descrição das famílias de descontinuidades do dolomito rosa.	260
Tabela D.7 – Atitudes das descontinuidades no dolomito cinza.	262
Tabela D.8 – Descrição das descontinuidades do dolomito cinza.	266
Tabela D.9 – Atitude das descontinuidades nas brechas.	267
Tabela D.10 – Descrição das descontinuidades das brechas.	271
Tabela D.11 – Atitudes da Falha Vazante.	278
Tabela D.12 – Descrição da Falha Vazante (FV).	279
Tabela E.1 – Ensaios de compressão simples dos dolomitos em corpos de prova cilíndricos.	295
Tabela E.2 – Ensaios de compressão simples dos dolomitos em corpos de prova cúbicos.	296
Tabela E.3 – Testes de aderência para a resistência à compressão simples dos dolomitos.	299
Tabela E.4 – Testes de aderência para o módulo de deformabilidade dos dolomitos.	300
Tabela E.5 – Ensaios de compressão simples de brechas dolomíticas em corpos de prova cilíndricos.	300
Tabela E.6 – Ensaios de compressão simples das brechas dolomíticas em corpos de prova cúbicos.	301
Tabela E.7 – Testes de aderência para a resistência à compressão simples das brechas dolomíticas.	305
Tabela E.8 – Testes de aderência para o módulo de deformabilidade das brechas dolomíticas.	305
Tabela E.9 – Ensaios de compressão simples de brechas willemíticas com corpos de prova cilíndricos.	306
Tabela E.10 – Ensaios de compressão simples de brechas willemíticas com corpos de prova cúbicos.	306

Tabela E.11 – Resultados dos testes de aderência para a resistência à compressão simples das brechas willemíticas.	309
Tabela E.12 – Resultados dos testes de aderência para o módulo de deformabilidade das brechas willemíticas.	310
Tabela E.13 – Resultados do ensaio de compressão triaxial para dolomitos.	311
Tabela E.14 – Resultados do ensaio de compressão triaxial para brechas dolomíticas.	312
Tabela E.15 – Resultados do ensaio de compressão triaxial para brechas willemíticas.	313
Tabela E.16 – Resultados do ensaio de compressão diametral para dolomitos.	314
Tabela E.17 – Resultados do ensaio de compressão diametral para brechas dolomíticas.	315
Tabela E.18 – Resultados do ensaio de compressão diametral para brechas willemíticas. ...	316
Tabela E.19 – Valores de resistência mecânica dos dolomitos para cálculo do m_i	316
Tabela E.20 – Valores de resistência mecânica das brechas dolomíticas e willemíticas para cálculo do m_i	316
Tabela E.21 – Valores do parâmetro de resistência m_i	317
Tabela F.1 – Valores críticos para o teste de Kolmogorov-Smirnov (Ang & Tang, 1975). ..	324
Tabela G.1 – Etapas para definição dos componentes do tensor de tensões em rocha.	325
Tabela G.2 – Estado de tensão presente no granito (modificado de Lim & Martin, 2010). ..	329
Tabela G.3 – Descrição de locais com deslocamentos (<i>spalling</i> e <i>slabbing</i>).	331
Tabela G.4 – Resultados das medições de tensões <i>in situ</i> na Mina Vazante.	334
Tabela G.5 – Orientação das tensões principais <i>in situ</i> na mina Vazante.	336
Tabela I.1 – Guia para estimar o parâmetro D (modificado de Heok <i>et al.</i> , 2002).	343
Tabela J.1 - Correlação entre condição de subescavação, extensão de zona afetada e efeito de detonação (D).....	347
Tabela J.2 - Extensão da zona afetada e valor do efeito de detonação (D) para os realces 9060 A, 9060 B, 9100 e 9140.....	349
Tabela K.1 – Correlação para a classe II-A dos dolomitos.....	350
Tabela K.2 – Correlação para a classe III-A dos dolomitos.....	351
Tabela K.3 – Correlação para a Classe IV-A dos dolomitos.	352
Tabela K.4 – Correlação para a classe IV-B dos dolomitos.....	353
Tabela K.5 – Correlação para a classe V dos dolomitos.....	354
Tabela K.6 – Correlação para a classe II-B das brechas dolomíticas.	355
Tabela K.7 – Correlação para a classe III-B das brechas dolomíticas.	356
Tabela K.8 – Correlação para a classe IV-A das brechas dolomíticas.....	357
Tabela K.9 – Correlação para a classe IV-B das brechas dolomíticas.	358
Tabela K.10 – Correlação para a classe V das brechas dolomíticas.	359
Tabela K.11 – Correlação para a classe II-B das brechas willemíticas.....	360

Tabela K.12 – Correlação para a classe III-B das brechas willemíticas.	361
Tabela K.13 – Correlação para a classe IV-A das brechas willemíticas.	362
Tabela K.14 – Correlação para a classe IV-B das brechas willemíticas.	363
Tabela K.15 – Correlação para a classe V das brechas willemíticas.	364
Tabela K.16 – Quadro resumo das correlações entre os sistemas de classificação Vazante, RMR e Q.	365
Tabela L.1 – Parâmetros para cálculo da zona de influência.	369
Tabela Q.1 – Distribuição Normal (Ara <i>et al.</i> , 2003).	406

LISTA DE ABREVIACOES, NOMENCLATURAS E SMBOLOS

- a - Parâmetro de Hoek-Brown característico da rocha
- a - Raio da escavação
- A - Fator de tensão
- A - Amplitude da estrutura anastomosada da Zona de Cisalhamento Vazante
- Âng. - Ângulo
- B - Fator de orientação de juntas
- BA - Baixo ângulo
- BDG - *Borehole Deformation Gage*
- BQ - diâmetro de furo de sondagem igual a 36,5 milímetros
- BXD - Brecha dolomítica
- BXW - Brecha willemítica
- BXD_{Capa} - Brecha dolomítica de capa
- BXD_{Lapa} - Brecha dolomítica de lapa
- c - Coesão
- cm - centímetro
- C - Fator de gravidade
- CMS - *Cavity monitoring system*
- CP - Corpo de prova
- CV - Coeficiente de variação de uma amostra
- dm - decímetro
- dm³ – decímetro cúbico
- dp - Desvio padrão de uma amostra
- D - Efeito de detonação sobre o maciço rochoso
- Di – Descontinuidade do maciço de número i
- D_n - Variável do teste de aderência de Kolmogorov-Smirnov
- D_n^α - Variável crítica do teste de aderência de Kolmogorov-Smirnov
- DCZ - Dolomito cinza
- DF - Distrito Federal
- DORO - Dolomito rosa
- e - número neperiano
- exp - função exponencial do número neperiano
- E - Direção leste
- E - Módulo de deformabilidade

E - Espessura da película de argila
E⁻ - Média do módulo de deformabilidade decrescida de um desvio padrão
E⁺ - Média do módulo de deformabilidade acrescida de um desvio padrão
E (variável) - Expectância da função distribuição de probabilidade de uma variável
EB - Estação de bombeamento
E_h - Módulo de deformabilidade médio da parte superior da crosta terrestre
E_i - Módulo de deformabilidade da rocha intacta
E_{mr} - Módulo de deformabilidade do maciço rochoso
ESR - *Excavation support ratio*
ET - Excesso de tensão
EW - direção leste-oeste
fdp - Função distribuição de probabilidade
F(variável) - Função de uma variável
F'(variável) – derivada de uma função
FB - Faixa Brasília
FDB - Faixa de Dobramentos Brasília
Fe⁺ⁱ - Ferro com valência +i
Fm - Formação
FV - Falha Vazante
FV_{Capa} - Superfície da Falha Vazante na capa
FV_{Lapa} - Superfície da Falha Vazante na lapa
FW – *Foot wall*
gf/cm³ - grama-força por centímetro cúbico
GM - Galeria de minério
GMS - Galeria de minério sul
GMS1LE - Galeria de minério 1 lado esquerdo
GP - Galeria de pesquisa
GPa - Gigapascal
Gr - Grupo
GSI - *Geological strength index*
GT - Galeria de transporte
GTN - Galeria de transporte norte
GTS - Galeria de transporte sul
h - Altura de coluna de rocha sobrejacente

H - Altura de uma escavação em forma elíptica
HW - *Hanging wall*
IPT - Instituto de Pesquisas Tecnológicas
IQR - Índice de qualidade da rocha
ISRM - *International Society of Rock Mechanics*
 J_a - Índice de influência da alteração das superfícies de descontinuidades
JCS - *joint compressive strength*
JCond₈₉ - Índice de condição das superfícies de descontinuidades pelo sistema RMR 1989
 J_n - Índice de influência do número de famílias de descontinuidades
 J_r - Índice de influência da rugosidade das superfícies de descontinuidades
JRC - *joint roughness coefficient*
 J_w - Índice de influência da água subterrânea
k - Relação entre a tensão horizontal e a tensão vertical
 k_H - Relação entre a tensão horizontal maior e a tensão vertical
 k_h - Relação entre a tensão horizontal menor e a tensão vertical
kgf/cm² - Kilograma-força por centímetro quadrado
km – Kilômetro
ln - Logaritmo neperiano
log - Logaritmo na base 10
l/min - Litros por minuto
L – Comprimento do realce
L - Extensão de brecha dolomítica
m - Metros
m³ - Metro cúbico
m³/h - Metros cúbicos por hora
m - Parâmetro de resistência de Hoek-Brown para rocha
 m_b - Parâmetro de resistência de Hoek-Brown para maciço rochoso
 m_i - Parâmetro de resistência de Hoek-Brown para rocha intacta
mm - Milímetros
MEP - Maciço extremamente pobre
MN/m² - Meganewton por metro quadrado
MPa – Megapascal
MP - Maciço pobre
MMP - Maciço muito pobre

MR - Maciço razoável
MRMR - *Mining Rock Mass Rating*
N - Nível da mina
n - Número de dados de uma população estatística
 n_i - Componente na direção i do vetor normal a um plano
 N' - Número de estabilidade
NE - Direção nordeste
NNW - Direção noroeste próxima da direção norte
NS - Direção norte-sul
NW - Direção noroeste
NX - diâmetro de furo de sondagem igual a 54,7 milímetros
p - Probabilidade de ocorrência
p - Tensão vertical *in situ* antes da escavação
P [variável] – Probabilidade de ocorrência de uma variável
 P_f - Pressão do fluido hidrotermal
PL - Paineis de lavra
PQ - diâmetro de furo de sondagem igual a 85 milímetros
Q - Índice do sistema Q de classificação de maciços rochosos
 Q' - Índice Q modificado
r - raio do centro da escavação ao ponto analisado
RCS - Resistência à compressão simples
RH - Raio hidráulico
RMR - *Rock Mass Rating*
 RMR' - *Rock Mass Rating* modificado
 RMR_{Ano} - Sistema de classificação RMR elaborado em determinado ano
Roch. - Rochoso
RQD - *Rock Quality Designation*
s - Parâmetro de Hoek-Brown característico da rocha
 S_0 - Plano de acamamento
SE - Direção sudeste
SMC - Sistema de monitoramento de cavidades
SRF - *Stress reduction factor*
SW - direção sudoeste
tan - Tangente

ton/m³ - Tonelada por metro cúbico

Tr - Travessa

T_i - Componentes do vetor força de superfície na direção i

u - Deslocamento ao longo do eixo x

USBM - *United States Bureau of Mines*

v - Deslocamento ao longo do eixo y

V[variável] - Variância de uma variável

VCR - *Vertical crater retreat*

VM - Votorantim Metais

VRM - *Vertical retreat mining*

x e x_i - variável

\bar{x} e \bar{X} - Média de uma amostra

w - Deslocamento ao longo do eixo z

W - Direção oeste

W - Largura de uma escavação em forma elíptica

Y - Variável dependente

ZCV - Zona de Cisalhamento Vazante

α - Nível de significância

α - Ângulo de inclinação

β - Ângulo de inclinação

β - Índice de confiabilidade

$\delta F(x)/\delta(x_i)$ - Derivada parcial da função F(x) em relação à variável x_i

ϵ_3 - Deformação normal de extensão na direção da tensão principal menor

$\epsilon_{\text{crítico}}$ - Deformação normal de extensão crítica

ϕ_r - Ângulo de atrito residual

ϕ_b - Ângulo de atrito básico

γ - Peso específico

γ - Ângulo de inclinação

λ - Parâmetro que representa a condição de relaxação do maciço escavado

μ - Média de uma população

μ_{DM} - Média da diluição não planejada de minério

ν - Coeficiente de Poisson

π - Constante Pi da matemática

θ - Ângulo de inclinação
 σ - Desvio padrão de uma população
 σ - Tensão induzida por uma escavação
 σ_1 - Tensão principal maior
 σ'_1 - Tensão principal maior efetiva
 $\vec{\sigma}_1$ - Vetor da tensão principal maior
 σ_2 - Tensão principal intermediária
 σ'_2 - Tensão principal intermediária efetiva
 $\vec{\sigma}_2$ - Vetor da tensão principal intermediária
 σ_3 - Tensão principal menor
 σ'_3 - Tensão principal menor efetiva
 $\vec{\sigma}_3$ - Vetor da tensão principal menor
 σ_θ - Tensão tangencial máxima
 $\sigma_{\text{água}}$ - Pressão da água
 σ_{ci} - Resistência à compressão simples
 σ_{ci}^- - Média da resistência à compressão simples decrescida de um desvio padrão
 σ_{ci}^+ - Média da resistência à compressão simples acrescida de um desvio padrão
 σ_{c50} - Resistência à compressão simples para corpo de prova com 50 mm de diâmetro
 σ_{cd} - Resistência à compressão simples para corpo de prova com d mm de diâmetro
 σ_{DM} - desvio padrão da diluição não planejada de minério
 σ_h - Tensão horizontal menor
 σ_H - Tensão horizontal maior
 σ_i - Tensão de compressão induzida máxima
 σ_n - Tensão normal
 σ_{oct} - Tensão octaédrica
 σ_r - Tensão radial
 σ_t - Resistência à tração
 σ_v - Tensão vertical
 $[\sigma_{ij}]$ - Tensor de tensões
 τ - Resistência ao cisalhamento
 $\tau_{r\theta}$ - Tensão cisalhamento
 Δh - Diferença de potencial hidráulico
 Σ - Somatório

1. INTRODUÇÃO

As minas subterrâneas apresentam uma diversidade de escavações (Figura 1.1), as quais podem ser agrupadas em três tipos: realces ou alargamentos; vias de acesso e escavações de serviços temporárias; e vias de acesso e escavações de serviços permanentes (Brady & Brown, 2004).

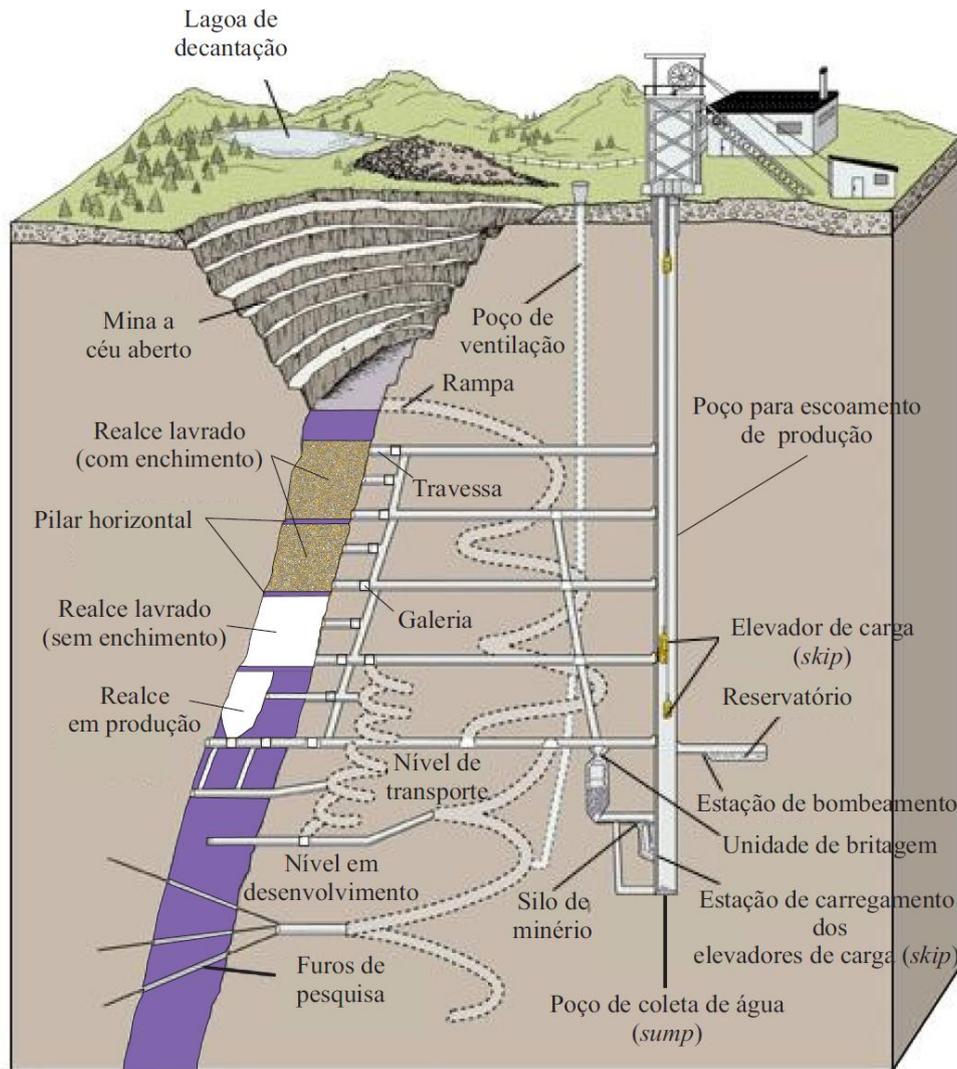


Figura 1.1 – Escavações comuns de uma mina subterrânea (modificada de Hamrin, 2001).

Os realces, ou alargamentos, são espaços vazios formados a partir da escavação do minério. As vias de acesso e escavações de serviços temporárias representam escavações, cujo uso é específico para lavar blocos de minério⁽¹⁾, em uma determinada região da mina. Exemplos de

⁽¹⁾ Em geral, um corpo de minério é dividido em blocos de minério. Cada bloco de minério representa uma unidade de lavra, a qual, uma vez escavada, dá origem ao realce ou alargamento. No Capítulo 2 há uma ilustração esquemática de bloco de minério.

escavações temporárias são as galerias e travessas, que acessam os blocos de minério. Já as vias de acesso e as escavações permanentes representam escavações, cujo uso perdura até o fechamento da mina. Exemplos de escavações permanentes são as rampas, os poços (de ventilação e de produção), estação de bombeamento e outras (Brady & Brown, 2004).

Dentre estas escavações, destacam-se os realces ou alargamentos. Os realces são as escavações que apresentam as maiores dimensões, em uma mina subterrânea. A estabilidade de suas paredes demanda uma especial atenção, por razões relacionadas à segurança do trabalho, ou à diluição não planejada de minério. As questões de segurança do trabalho estão associadas aos métodos de lavra subterrânea, nos quais há entrada de trabalhadores na área do realce. Nestes métodos de lavra, os deslocamentos nas paredes do realce podem acarretar acidentes de trabalho. As questões relativas à diluição não planejada de minério referem-se aos métodos de lavra subterrânea, nos quais não há entrada de trabalhadores na área do realce. Nestes métodos de lavra, os deslocamentos das paredes do realce diluem o teor do minério lavrado, o que impacta a viabilidade econômica da lavra (Brady & Brown, 2004).

A diluição não planejada de minério é o objeto de pesquisa deste trabalho, o qual se constitui em um estudo acadêmico, realizado com dados da mina subterrânea de zinco situada no município de Vazante, Minas Gerais, de propriedade da Votorantim Metais. Atualmente, a mina apresenta uma extensão aproximada de 4 km e cinco níveis operacionais, em geral.

1.1. MOTIVAÇÃO

A diluição não planejada de minério representa a massa de rocha estéril deslocada das paredes do realce, que é introduzida ao processo de lavra. A introdução desta rocha estéril, à massa de minério lavrada, afeta negativamente a viabilidade econômica da mina. Por esta razão, a diluição não planejada é um dos parâmetros técnicos, utilizados para avaliar a eficiência do processo de lavra (Scoble & Moss, 1994; Pakalnis *et al.*, 1995).

Embora existam diferentes modelos, que investiguem a influência da diluição não planejada no processo de lavra, é a quantificação prévia da referida diluição, que se constitui no maior desafio ao planejamento de lavra subterrânea (Pakalnis *et al.*, 1995). É exatamente este desafio que motivou o desenvolvimento desta pesquisa. Portanto, este trabalho visa apresentar

uma metodologia, a qual permita quantificar a diluição não planejada de minério, previamente, na fase de planejamento de lavra, em minas em operação.

1.2. OBJETIVOS

O objetivo geral do trabalho é apresentar uma metodologia para avaliar, de maneira quantitativa, a diluição não planejada de minério, considerando a variabilidade natural de parâmetros geomecânicos e de condições operacionais.

Para tanto, os seguintes objetivos específicos devem ser alcançados de forma coordenada: caracterizar o ambiente geológico de formação da mineralização de zinco; caracterizar as condições geomecânicas e operacionais da mina; classificar o maciço rochoso e estimar os parâmetros geotécnicos; quantificar a diluição não planejada de minério, a partir de simulações numéricas de escavação dos realces, considerando a variabilidade natural dos parâmetros geotécnicos e de condições operacionais; realizar a análise e o gerenciamento de risco da diluição não planejada, a partir dos resultados das simulações numéricas.

1.3. ESCOPO

Esta tese compõe-se de nove capítulos. No Capítulo 1, descreve-se o tema da tese, bem como, a motivação para este estudo acadêmico e seus objetivos. No Capítulo 2, apresenta-se uma revisão sobre o objeto de estudo da tese, a diluição não planejada de minério. No Capítulo 3, descreve-se a metodologia utilizada neste trabalho, para atingir os objetivos específicos, e assim alcançar o objetivo geral e principal do trabalho. Nos Capítulos 4 a 6, descrevem-se, respectivamente, condições geológicas do depósito zincífero de Vazante (MG), as características geológico-geotécnicas e operacionais da mina, e a classificação do maciço rochoso da mina, aplicada ao estudo de diluição não planejada. No Capítulo 7, apresentam-se as simulações numéricas, aplicada à escavação dos realces de mina, referentes a um estudo de caso real e outro hipotético. No Capítulo 8, descreve-se o gerenciamento de risco, aplicado à diluição não planejada de minério. E por último, no Capítulo 9, apresentam-se as conclusões do trabalho, e as sugestões para trabalhos futuros.

2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo, apresentam-se dois referenciais teóricos, um primeiro sobre diluição não planejada de minério, e um segundo sobre métodos probabilísticos. A abordagem sobre a diluição não planejada de minério descreve seis aspectos: a definição de diluição; o cálculo da diluição não planejada; a causa da diluição não planejada; o impacto econômico da diluição não planejada sobre a lavra de mina subterrânea; a correlação entre os métodos de lavra subterrânea e a diluição não planejada; e por último, o dimensionamento de realces de mina sob a avaliação da diluição não planejada. Já, a abordagem sobre os métodos probabilísticos consiste em apresentar os métodos mais comuns empregados em geotecnia, por meio dos quais, a variabilidade natural de parâmetros geotécnicos pode ser considerada na solução de problemas de engenharia. Todos estes aspectos teóricos estão apresentados a seguir.

2.1. DEFINIÇÃO DE DILUIÇÃO

Para definir os conceitos de diluição, diluição planejada e diluição não planejada, inicialmente, descreve-se o conceito geométrico de bloco de minério ou painel de lavra. Para corpos de minério verticais ou subverticais, denomina-se por bloco de minério, a unidade de lavra resultante da divisão vertical e horizontal da mina, por meio de pilares (Figura 2.1).

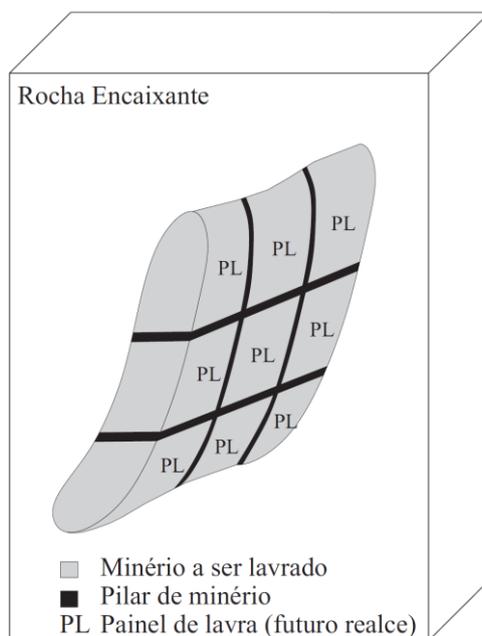


Figura 2.1 – Ilustração esquemática de bloco de minério ou painel de lavra.

Uma vez apresentado o conceito geométrico de bloco de minério, descrevem-se os conceitos de diluição, diluição planejada e diluição não planejada. Historicamente, na mina, o termo diluição tem sido definido como a contaminação do minério com rocha estéril, o que provoca uma redução do teor da substância útil no minério lavrado. Entende-se como rocha estéril, a rocha que se caracteriza por apresentar o teor da substância útil abaixo do teor de corte (*cutoff grade*) da mina, ou por não apresentar a substância útil. A diluição pode compor-se de dois tipos distintos, a diluição planejada e a diluição não planejada. A diluição planejada pode ser também denominada diluição interna ou diluição primária, enquanto que a diluição não planejada pode ser denominada por diluição externa ou diluição secundária (Tatman, 2001). Cabe ainda observar que, o termo sobre-escavação (*overbreak*), no âmbito de um realce, é sinônimo de diluição não planejada de minério (Henning & Mitri, 2007).

A diluição planejada refere-se à rocha estéril, que se localiza dentro dos limites de lavra do bloco de minério planejado (Figura 2.2). A diluição não planejada refere-se ao deslocamento de rocha estéril, localizada fora dos limites de lavra do bloco de minério planejado (Figura 2.2). Este deslocamento das rochas encaixantes é função de condições geomecânicas, como por exemplo, instabilidade das paredes do realce, ou de condições operacionais, como por exemplo, o efeito da detonação deteriorando as propriedades geomecânicas das paredes do realce. Por vezes, o termo diluição, o qual representa a soma entre a diluição planejada e a diluição não planejada, é denominado por diluição total (Scoble & Moss, 1994).

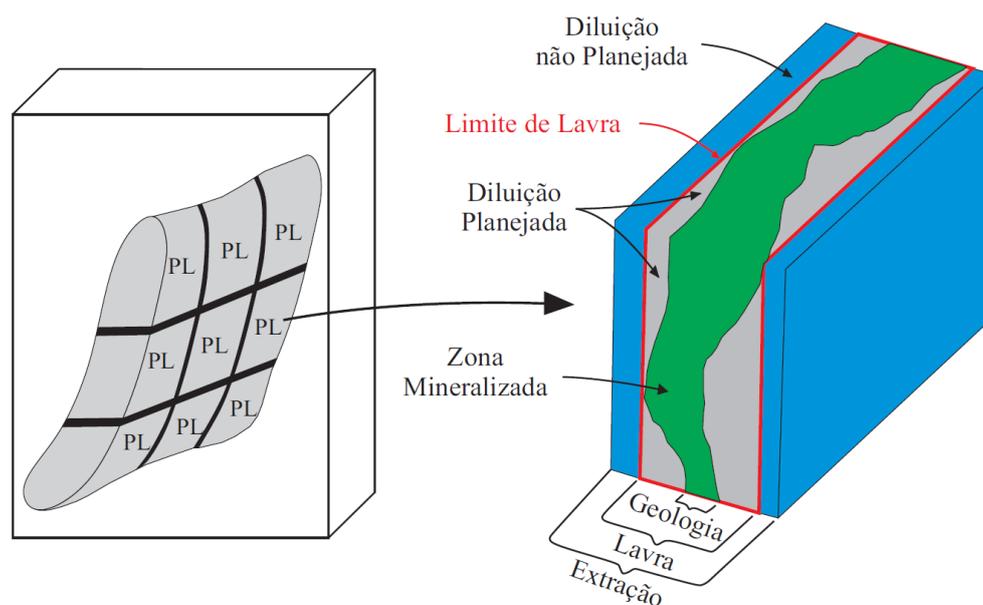


Figura 2.2 – Ilustração esquemática das diluições planejada e não planejada de minério (modificado de Scoble & Moss, 1994).

2.2. CÁLCULO DA DILUIÇÃO NÃO PLANEJADA

A diluição não planejada de minério pode ser calculada de diferentes formas, em função da informação utilizada para o cálculo, e em geral é expressa sob a forma de porcentagem. Uma pesquisa, realizada em 22 minas canadenses, identificou nove formas distintas de cálculo para a diluição em questão (Pakalnis, 1986). Estas formas distintas de cálculo estão descritas nas equações apresentadas a seguir:

$$\text{Diluição} = \left(\frac{\text{Massa de estéril deslocada}}{\text{Massa de minério contida no realce planejado}} \right) \quad (2.1)$$

$$\text{Diluição} = \left(\frac{\text{Massa de estéril deslocada}}{\text{Massa de rocha presente no realce planejado} + \text{Massa de estéril deslocada}} \right) \quad (2.2)$$

$$\text{Diluição} = \left(\frac{\text{Teor } in\ situ \text{ no minério do furo de sonda}}{\text{Teor da amostra coletada nos pontos de carregamento}} \right) \quad (2.3)$$

$$\text{Diluição} = \left(\frac{\text{Teor } in\ situ \text{ estimado da reserva}}{\text{Teor da amostra coletada na descarga do moinho}} \right) \quad (2.4)$$

$$\text{Diluição} = \left(\frac{\text{Massa de rocha carregada} - \text{Massa de rocha desmontada}}{\text{Massa de rocha desmontada}} \right) \quad (2.5)$$

$$\text{Diluição} = \text{Diferença entre a massa de enchimento colocada e a planejada} \quad (2.6)$$

$$\text{Diluição} = \text{Diferença entre a diluição observada em campo e a esperada} \quad (2.7)$$

$$\text{Diluição} = \left(\frac{\text{Soma da metragem de deslocamentos na capa e na lapa}}{\text{Largura do corpo de minério}} \right) \quad (2.8)$$

$$\text{Diluição} = \left(\frac{\text{Massa carregada do realce}}{\text{Massa planejada do realce}} \right) \quad (2.9)$$

Apesar das diferentes formas para determinar a diluição não planejada de minério (Equações 2.1 a 2.9), as Equações 2.1 e 2.2 são aquelas comumente utilizadas em minas canadenses (Scoble & Moss, 1994), e serão aquelas a serem utilizadas, também, neste trabalho. Todavia, ressalta-se que a Equação 2.1, por ser mais sensível às variações de diluição que a Equação 2.2, é a mais adequada ao cálculo da diluição não planejada (Tatman, 2001).

2.3. CAUSA DA DILUIÇÃO NÃO PLANEJADA

Os fatores, que influenciam a diluição não planejada, decorrem de diferentes condições técnicas, e podem atuar de forma isolada ou conjunta. Estes fatores encontram-se descritos em diferentes trabalhos, dentre os quais, citam-se Pakalnis (1986), Potvin (1988), Scoble & Moss (1994), Clark (1998), Stewart (2005), Cepuritis & Villaescusa (2006), Villaescusa (2014).

Pakalnis (1986) desenvolveu o seu trabalho na mina subterrânea de Rutton, de propriedade da Sherritt Gordon *Mines Ltd.*, situada na província de Manitoba, no Canadá. Esta é uma mina de cobre e zinco, caracterizada por múltiplas lentes de minério, apresentando ângulo de mergulho igual a 70° e rupturas controladas, principalmente, por feições estruturais. O autor avaliou a influência de alguns fatores sobre a diluição, em 43 realces da mina. Estes fatores são: a qualidade do maciço rochoso; o estado de tensões *in situ*, em especial a relaxação de tensões no entorno dos realces; as dimensões dos realces (Figura 2.3); a configuração dos realces (Figura 2.4); o sequenciamento de lavra (Figura 2.5), incluindo a sequência de enchimento dos realces; e a taxa de escavação (taxa de extração) do bloco de minério (Figura 2.6). A partir destes estudos, o autor em questão concluiu que, os fatores, cuja influência era mais significativa sobre a diluição, eram a qualidade do maciço rochoso, a área da superfície da capa (HW) e da lapa (FW) expostas pela escavação (Figura 2.3), e a taxa de extração. Este último parâmetro representa a taxa, com que as áreas da capa (HW) e da lapa (FW) são expostas. Cabe observar ainda que, o autor identificou, também, o efeito da detonação sobre o maciço rochoso, mas devido à dificuldade em quantificá-lo, associou-o ao parâmetro qualidade do maciço rochoso.

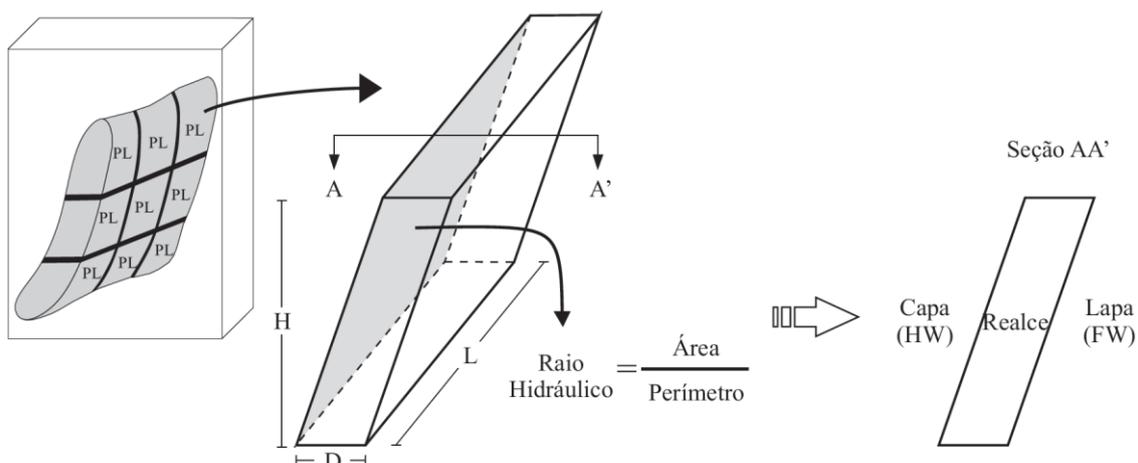


Figura 2.3 – Dimensões de realces de mina e a posição relativa de capa e de lapa.

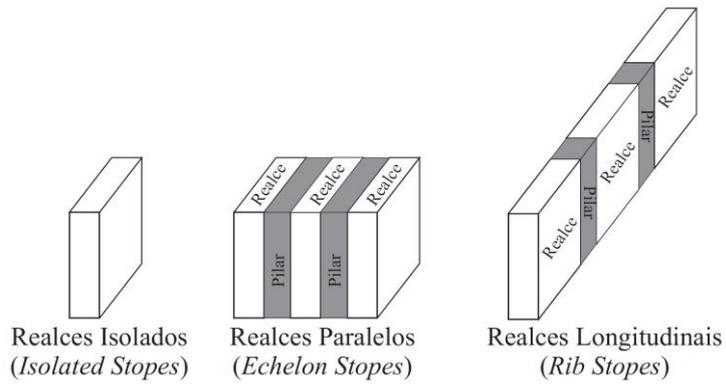


Figura 2.4 – Configurações de realces de mina (modificado de Pakalnis, 1986).

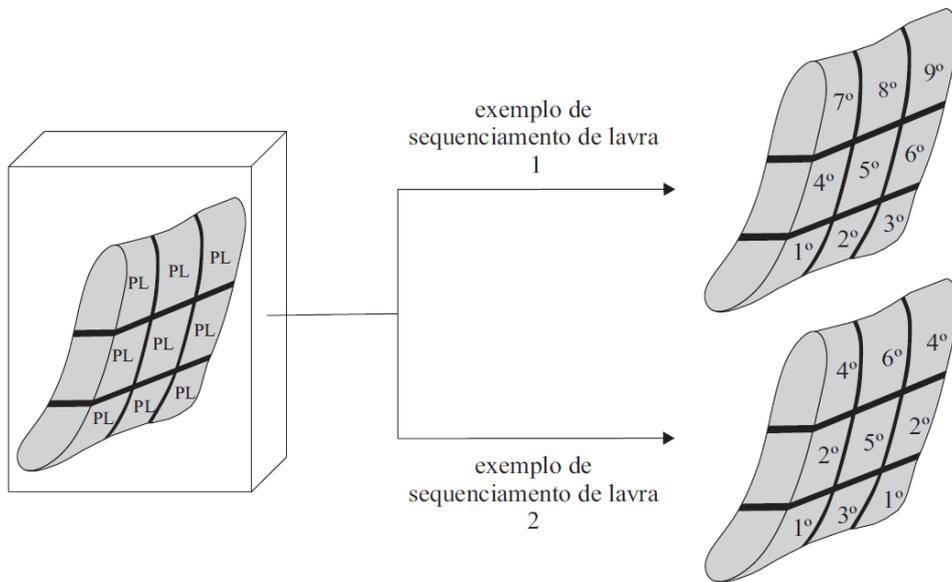


Figura 2.5 – Exemplos de sequenciamento de lavra de blocos de minério.

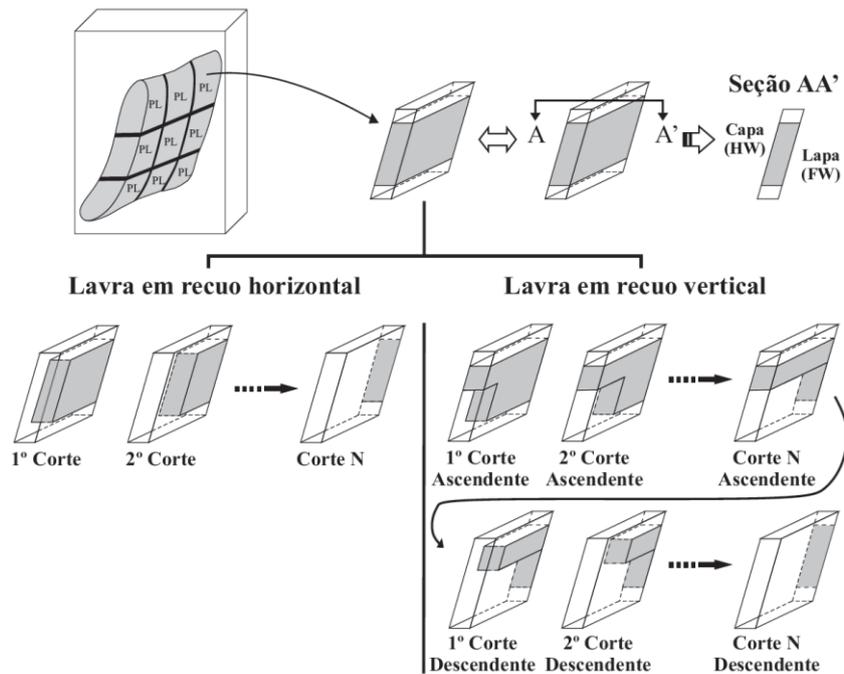


Figura 2.6 – Exemplos de taxa de escavação aplicadas a blocos de minérios.

Potvin (1988) analisou mais de 250 casos históricos de realces, em 34 minas canadenses, visando estudar a estabilidade das escavações subterrâneas. O autor observou que, há três aspectos fundamentais a serem considerados pela mecânica das rochas, ao dimensionar realces de mina. Estes aspectos são a qualidade do maciço rochoso, o campo de tensões e as condições físicas do problema. A qualidade do maciço é obtida por meio da identificação de estruturas e quantificação das propriedades, que afetam o comportamento do maciço rochoso. O campo de tensões refere-se à redistribuição das tensões, em função da escavação dos realces, o que pode resultar em zonas de tensões com alta compressão, ou de relaxação. A estimativa da magnitude das tensões, compressivas ou de tração, atuando nas superfícies dos realces, é importante para o dimensionamento dos mesmos. Já as condições físicas do problema referem-se ao tamanho e à geometria dos realces, e à orientação dos mesmos em relação ao campo de tensões. As condições físicas incluem, também, o efeito da detonação, a influência de cabos de ancoragem, a influência do enchimento, e a longevidade dos realces, ou seja, considera efeito do tempo no comportamento do maciço rochoso.

Scoble & Moss (1994) observam que a diluição não planejada é função da qualidade de três fatores, a exploração do maciço rochoso, o planejamento de mina e as práticas de lavra. A qualidade da exploração do maciço rochoso está associada à qualidade das informações, referentes às condições geológicas do corpo de minério e às condições geomecânicas do maciço. Por sua vez, a qualidade do planejamento de mina associa-se às definições: do método de lavra; do intervalo entre os níveis/subníveis de produção; do leiaute dos realces e pilares; dos realces (geometria, dimensões, sequenciamento de lavra, suporte); dos equipamentos de lavra; do enchimento; e do projeto de furação e desmonte. Por último, a qualidade das práticas de lavra referem-se à precisão de perfuração, à carga de detonação e respectivo monitoramento de desempenho, à prática de instalação de suporte e avaliação do respectivo desempenho, à prática de enchimento (preparação, transporte e disposição), ao monitoramento da produção e à motivação da equipe de trabalho.

Clark (1998) desenvolveu um trabalho de pesquisa com foco na minimização de diluição, aplicada à lavra em veios estreitos (*narrow veins*) de minério. Como veios estreitos, o autor considerou os corpos com espessura menor que 2,5 m. O trabalho foi realizado com base em dados históricos, compilados a partir de seis minas subterrâneas, no Canadá. Neste trabalho, o autor apresenta um fluxograma, onde detalha as atividades que compõem o processo de lavra

subterrânea, desde a delimitação do corpo até a lavra do minério, associando-se às mesmas, fatores que podem impactar a diluição. O referido processo pode ser dividido em quatro fases principais de atividades: a exploração e delimitação do corpo de minério; o planejamento geral da mina e o planejamento detalhado do realce; a lavra do realce, englobando a perfuração, o desmonte, o carregamento e o enchimento; e a quantificação do desempenho do realce.

Na fase da exploração e delimitação do corpo de minério, as condições geomecânicas do maciço e as condições do corpo de minério (morfologia e limites) são os fatores, que influenciam a diluição não planejada. Na fase do planejamento geral da mina, a escolha do método de lavra, a seleção dos equipamentos, o intervalo entre níveis/subníveis de operação, e o planejamento do enchimento são fatores, que influenciam a diluição não planejada. Complementando esta fase, no planejamento detalhado do realce, as dimensões dos realces, os sistemas de ancoragem, a localização do *slot* (abertura que cumpre a função de face livre para o desmonte), o plano de furação e de desmonte, e o sequenciamento de desmonte (taxa de extração) do bloco são fatores, que influenciam a diluição não planejada. Na fase de lavra do realce, a execução da furação e do desmonte, a estratégia para retirada do material desmontado, e a execução do enchimento são fatores que influenciam a diluição não planejada. A última fase refere-se à quantificação da diluição não planejada, o que permite avaliar o desempenho do realce e, por conseguinte a eficácia das ações desenvolvidas nas três fases anteriores. Esta quantificação, quando realizada com acurácia, permite avaliar como os aspectos geomecânicos, de planejamento e de lavra influenciam a diluição não planejada.

O referido autor faz ainda, duas outras observações. A primeira é o fato da qualidade do trabalho realizado em uma fase anterior influenciar, diretamente, a fase posterior. A segunda é o fato da maioria dos fatores, que influenciam a diluição, referirem-se a fatores humanos. Os fatores que não se referem ao controle humano, são as condições geomecânicas do maciço.

Stewart (2005) estudou a diluição não planejada em veios estreitos (*narrow-veins*), em quatro minas subterrâneas: mina de ouro de *Kundana*; mina de ouro de *Kanowna Belle*; mina de *Mt Charlotte*; e a mina de *Kambalda Nickel*; além de registros da mina de chumbo *Mt Isa*, situadas no oeste australiano. Como veios estreitos, neste trabalho, consideraram-se os corpos de minério com espessura inferior a 3 m. Os estudos foram desenvolvidos em realces de mina, classificados como estáveis por métodos empíricos, e nos quais se verificou uma relevante

diluição não planejada de minério. Com base em ampla pesquisa bibliográfica e no trabalho desenvolvido, a autora ilustrou a importância relativa dos fatores, que influenciam a diluição não planejada, em realces de veios estreitos e em realces de grandes dimensões (Figura 2.7). Dentre estes fatores, além da seleção do método de lavra, seis são considerados como os principais responsáveis pela referida diluição, em veios estreitos. Estes fatores são os efeitos de furação e desmonte, as características do enchimento e de sua operação, a relaxação de tensões, os danos causados pelas tensões, a complexidade da geometria dos realces e dos pilares, e a escavação das paredes da capa e da lapa, na base do realce (Figura 2.8).

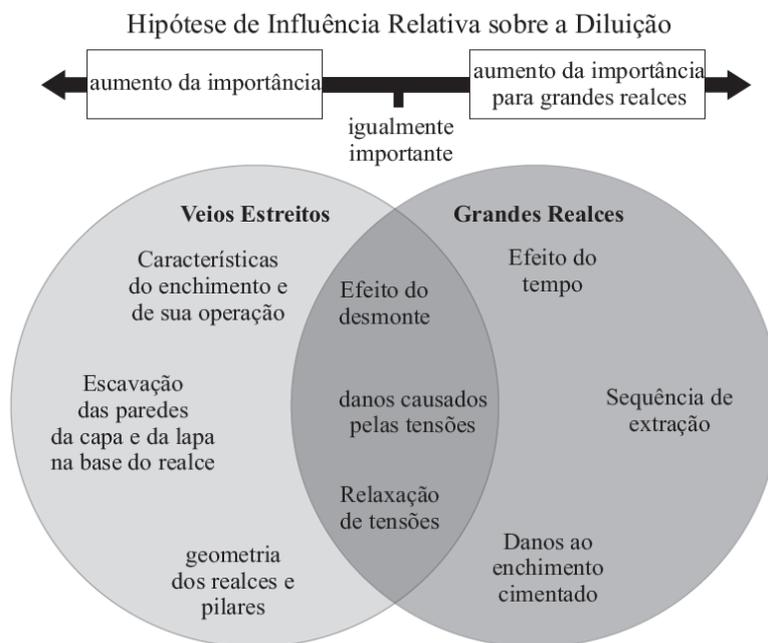


Figura 2.7 – Influência relativa dos fatores controladores da diluição não planejada em realces de veios estreitos e de grandes dimensões (modificado de Stewart, 2005).

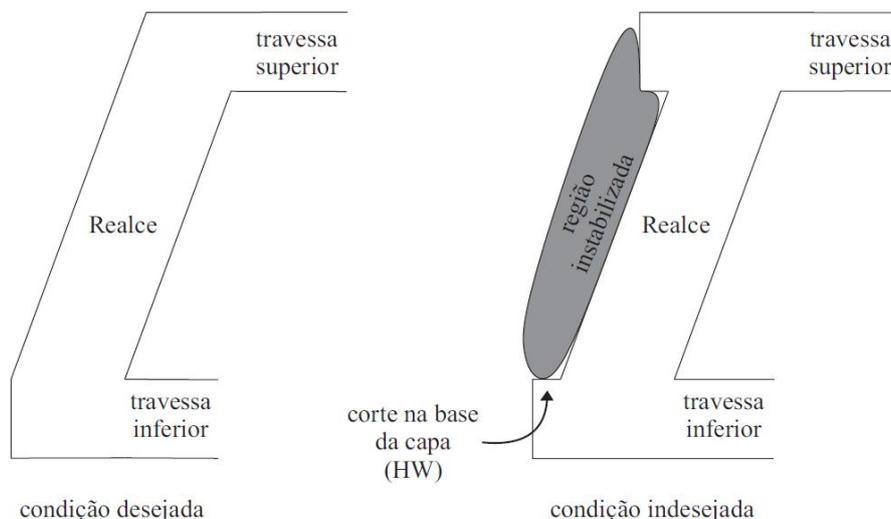


Figura 2.8 – Escavação da parede da capa (modificado de Stewart, 2005).

A referida autora interpretou que, os efeitos de furação e desmonte independem das condições do maciço, pois a sobre-escavação ocorreu em classes de maciços consideradas estáveis. Já, os cinco outros fatores são dependentes das condições do maciço. Assim a autora sugere que, os fatores que condicionam a diluição não planejada, em veios estreitos, sejam separados em dois grandes grupos. Um primeiro grupo reunindo fatores associados à instabilidade geotécnica, e o segundo reunindo fatores associados à sobre-escavação das encaixantes.

Cepuritis & Villaescusa (2006) citam que, os principais fatores, responsáveis por controlar o desempenho de um realce, são: a geometria do realce (tamanho, forma, orientação); a escavação das paredes da capa (HW – *hanging wall*) e da lapa (FW – *foot wall*) na base do realce (Figura 2.8); as características do maciço rochoso; as condições de tensões; a presença de grandes estruturas geológicas; as estruturas de reforço de maciço; os processos de furação e desmonte; e o efeito do tempo sobre as propriedades dos maciços.

Villaescusa (2014) agrupou os fatores mais comuns, responsáveis por influenciar a diluição não planejada de minério, em seis estágios distintos dentro do processo de lavra, que vão da delimitação inicial do corpo de minério até o estágio final de extração. Estes seis estágios referem-se às seguintes atividades: a delimitação do corpo de minério; o planejamento e sequenciamento de lavra; o desenvolvimento dos realces; a perfuração e o desmonte; o estágio de produção; e o gerenciamento da mina.

O estágio, delimitação do corpo de minério, envolve as informações geológicas e geológico-geotécnicas, sem as quais a diluição não pode ser avaliada ou minimizada. No estágio, planejamento e sequenciamento de lavra, estudam-se as várias estratégias de extração, visando minimizar a diluição e assim escolher a melhor alternativa de projeto. No planejamento, define-se a forma do realce, que condiciona uma furação fácil e a estabilidade das paredes, bem como, assegura o fluxo do material desmontado para os pontos de carregamento (Figura 2.9). Já no sequenciamento de lavra, com o auxílio de simulações numéricas, avalia-se o impacto prejudicial da redistribuição de tensões, buscando definir um sequenciamento, que evite tensões excessivas sobre pilares, e blocos de minério a serem lavrados. No estágio desenvolvimento do realce, assegura-se que, a escavação da galeria de minério não implique na escavação das paredes da capa (HW) e da lapa (FW), na base do realce (Figura 2.8). Segundo o autor, este tem sido um dos fatores críticos para o controle de diluição. No estágio perfuração e desmonte, assegura-se a acurácia na operação de furação e o

bom desempenho do desmonte, a fim de minimizar o efeito da detonação sobre as rochas encaixantes. No estágio produção, embora seja um estágio tardio, há ações para minimizar a diluição. Entre estas ações, por exemplo, cita-se a obtenção de informações sobre a delimitação do corpo de minério, a partir da furação para desmonte. Tais informações podem implicar na redefinição dos limites do referido corpo e, por conseguinte uma revisão do plano de fogo. Por último, o estágio gerenciamento de mina refere-se à gestão das atividades relacionadas ao processo de lavra. Neste estágio, avaliam-se: o tempo disponível para o planejamento de mina, analisando se o mesmo é suficiente ou não; a existência, ou não, de revisão sobre o desempenho de realces; e a existência de treinamento adequado aos trabalhadores, para o desempenho de suas práticas operacionais.

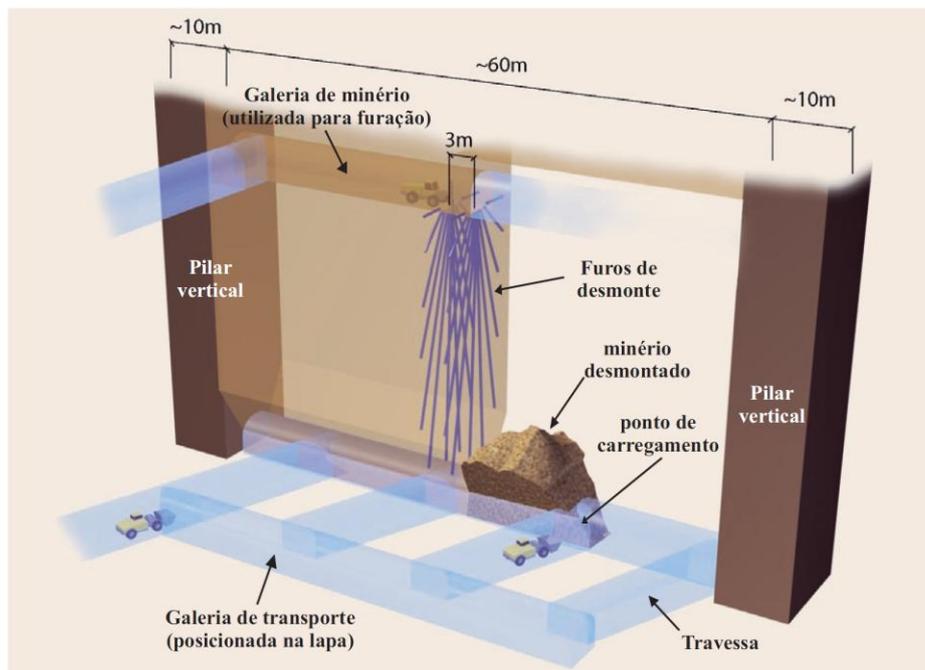


Figura 2.9 – Ilustração de um ponto de carregamento (modificado de Atlas Copco, 2007).

Face às descrições anteriores, sobre os fatores que influenciam a diluição não planejada, sugere-se reunir os mesmos em dois grandes grupos, um referente às condições geomecânicas, e outro referente às condições operacionais. As condições geomecânicas abrangeriam fatores intrínsecos e extrínsecos ao maciço. Os fatores intrínsecos englobariam as características do maciço rochoso, da rocha intacta e das descontinuidades. Por sua vez, os fatores extrínsecos tratariam das condições circunstanciais presentes no maciço, como condições de tensão *in situ* e de fluxo de água subterrânea. Já as condições operacionais compreenderiam os aspectos referentes ao planejamento de mina e às práticas de lavra.

2.4. IMPACTO ECONÔMICO DA DILUIÇÃO NÃO PLANEJADA

A diluição não planejada de minério impacta, diretamente, a rentabilidade econômica de uma mina, reduzindo o valor presente líquido do fluxo de caixa. Pesquisa realizada com minas subterrâneas no Canadá, em 1988, apontou a diluição excessiva do minério, como o principal fator responsável pelo fechamento das minas (Pakalnis *et al.*, 1995).

Pakalnis *et al.* (1995) observaram que este impacto econômico decorre de uma elevação dos custos operacionais de uma mina. Tal elevação seria referente aos custos adicionais de carregamento, transporte, beneficiamento e estocagem em barragem de rejeito, do material que compõe a diluição não planejada de minério.

Entretanto, deve-se atentar ao fato que, o impacto econômico não decorre somente da elevação de custos operacionais, mas, também, da diminuição de receita bruta, o que é raramente considerado. Esta diminuição está associada à redução da recuperação metalúrgica, em usinas de beneficiamento de minério. A recuperação metalúrgica é um parâmetro técnico, o qual mede a eficiência de um processo de beneficiamento, em recuperar a substância útil contida em um minério. Este parâmetro é tão mais elevado quanto maior for o teor de alimentação da usina. Como a diluição não planejada reduz o teor de alimentação de uma usina, a recuperação metalúrgica decresce, o que implica em menor recuperação da substância útil e, por conseguinte diminuição da receita bruta (Tatman, 2001; Villaescusa, 2014).

Embora, o impacto econômico da diluição não planejada de minério seja conhecido, há que observar, contudo, a inexistência de um nível aceitável para o referido parâmetro. A razão de tal afirmação está no fato do impacto econômico desta diluição, sobre o fluxo de caixa, depender, também, do teor da substância útil contida no minério e do preço das *commodities*. Em outras palavras, minérios apresentando teores e/ou preços de *commodities* elevados, permitem valores elevados para a diluição não planejada. Logo, o nível de diluição não planejada, a ser considerado aceitável, pode variar de mina para mina (Pakalnis *et al.*, 1995).

2.5. MÉTODOS DE LAVRA SUBTERRÂNEA E A DILUIÇÃO NÃO PLANEJADA

A variedade de depósitos minerais encontrados na natureza, apresentando características geológicas, morfológicas e geotécnicas distintas, dificulta a definição de um sistema de classificação de métodos de lavra subterrânea, perfeitamente válido. Entretanto, a despeito

desta dificuldade, os métodos de lavra subterrânea podem ser classificados em função de suas respectivas estratégias geomecânicas. Estas estratégias referem-se aos deslocamentos e ao estado de tensões, que os métodos de lavra subterrânea induzem sobre as rochas encaixantes (Mathews, 1978; Brady & Brown, 2004).

Assim, de acordo com estas estratégias geomecânicas, classificam-se os métodos de lavra subterrânea, de maneira básica, em duas grandes classes (Figura 2.10). A primeira grande classe reúne métodos de lavra, que induzem o abatimento (*caving*) do maciço rochoso e, por conseguinte denominam-se como métodos por abatimento (Figura 2.11, Figura 2.12 e Figura 2.13). A segunda grande classe reúne os métodos de lavra, que se caracterizam pela estabilização do maciço rochoso, por meio de suportes. Por conseguinte, denominam-se métodos suportados. Em especial, os métodos suportados podem ser separados em duas subclasses, os naturalmente suportados e os artificialmente suportados. Os métodos naturalmente suportados referem-se aos métodos, que utilizam suportes naturais, pilares de rocha, para manter as paredes dos realces (alargamentos) estáveis (Figura 2.14, Figura 2.15 e Figura 2.16). Os métodos artificialmente suportados referem-se aos métodos, que, além dos suportes naturais, utilizam suportes artificiais, como por exemplo, o material de enchimento ou o próprio minério desmontado, para manter as paredes dos realces (alargamentos) estáveis (Figura 2.17, Figura 2.18 e Figura 2.19). Na oportunidade, cita-se que alguns dos métodos de lavra, descritos na Figura 2.10, são referenciados na mineração brasileira, de maneira cotidiana, pela denominação em língua inglesa. Por esta razão, para estes métodos, mantiveram-se as designações em língua inglesa (Mathews, 1978; Brady & Brown, 2004).

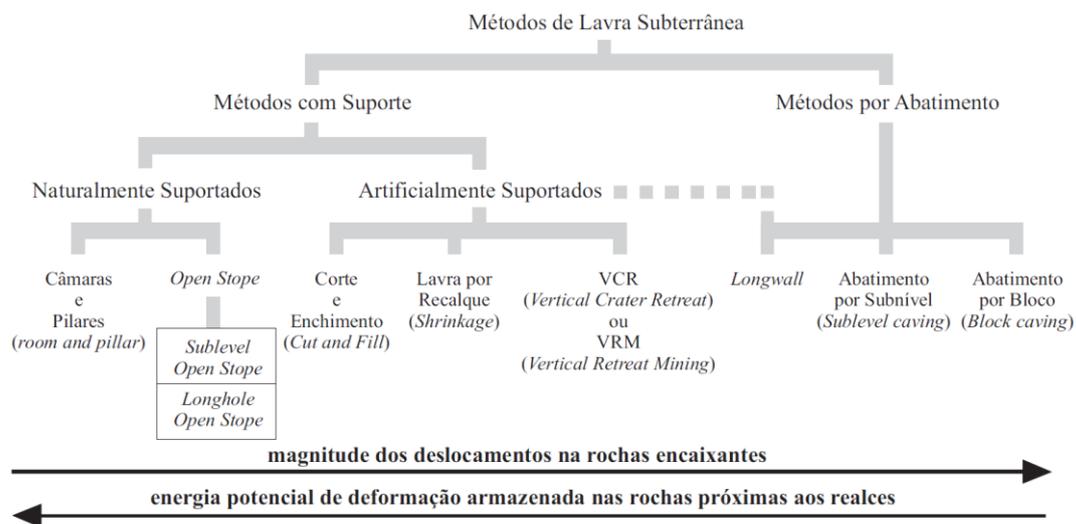


Figura 2.10 – Métodos de lavra subterrânea (modificado de Brady & Brown, 2004).

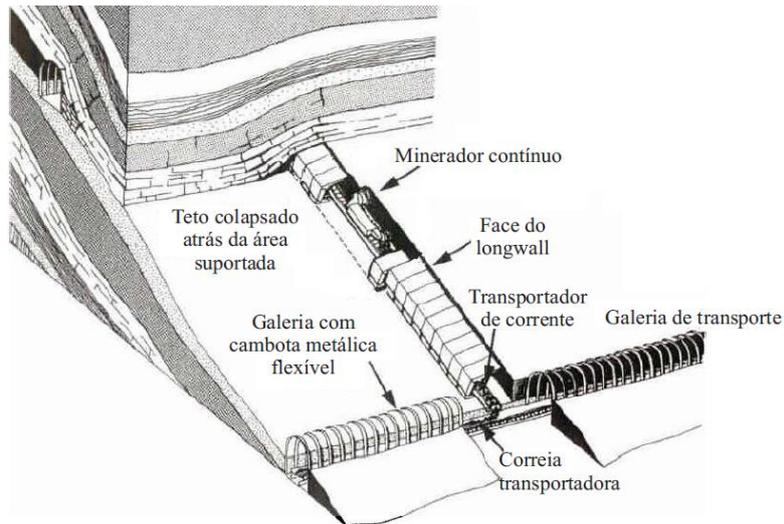


Figura 2.11 – Método de lavra *longwall* (modificado de Hamrin, 1986).

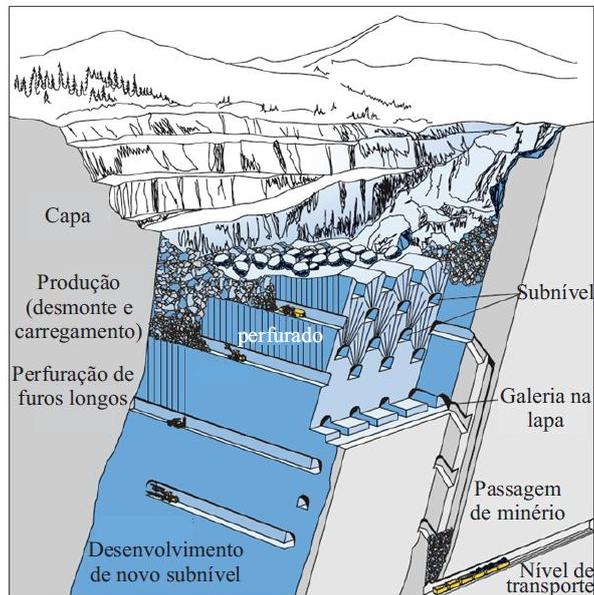


Figura 2.12 – Método de lavra abatimento por subnível (modificado de Atlas Copco, 2007).

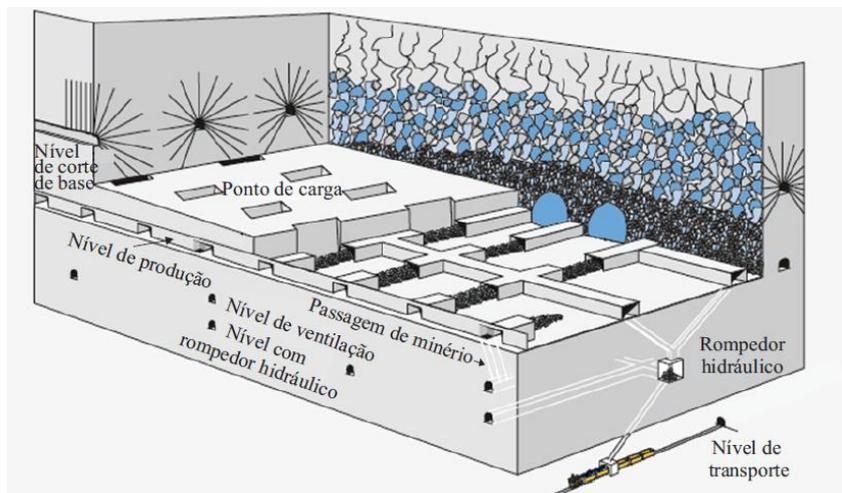


Figura 2.13 – Método de lavra abatimento por bloco (modificado de Atlas Copco, 2007).

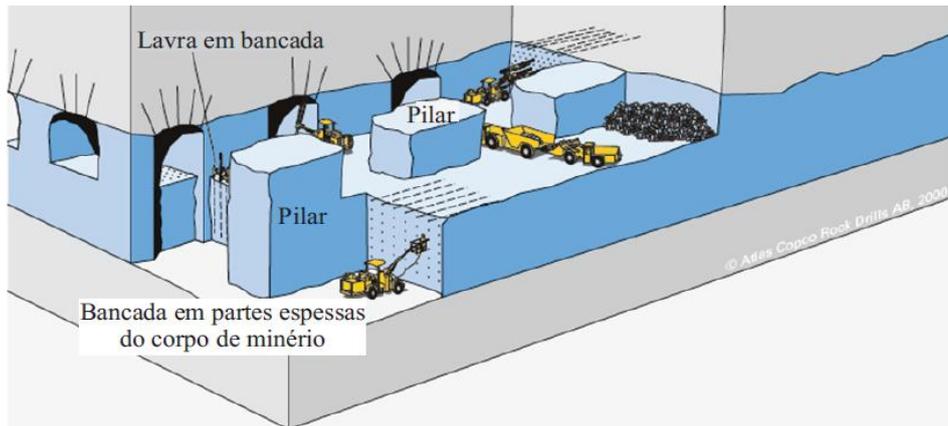


Figura 2.14 – Método de lavra câmaras e pilares (modificado de Atlas Copco, 2007).

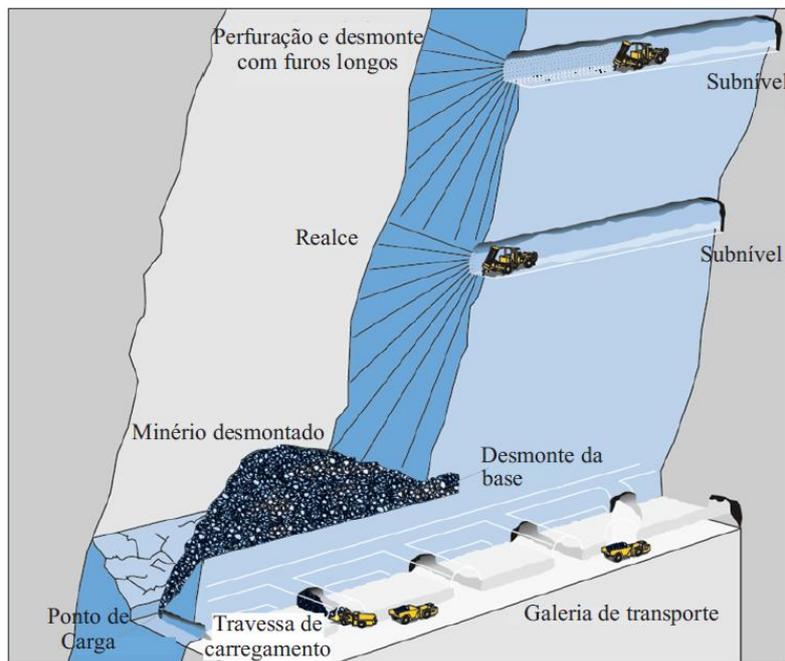


Figura 2.15 – Método de lavra *sublevel open stop* (modificado de Atlas Copco, 2007).

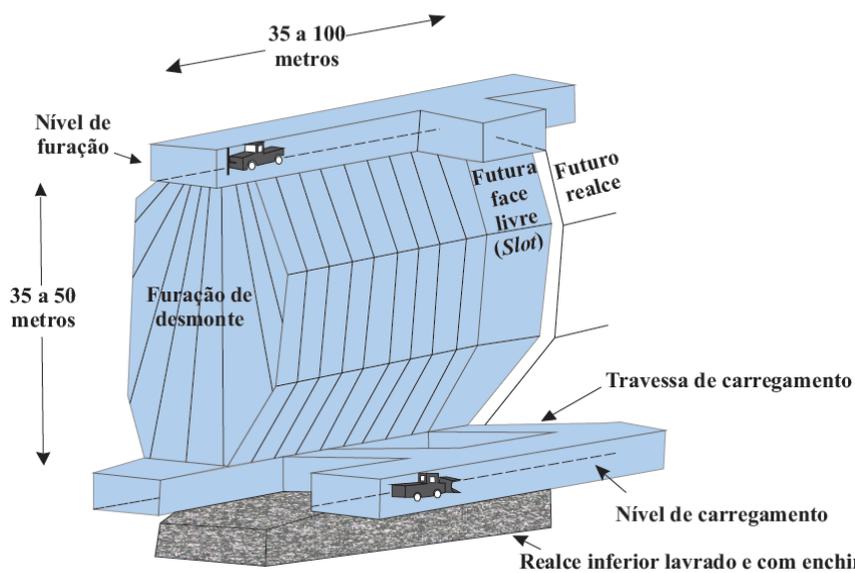


Figura 2.16 – Método de lavra *longhole open stop* (modificado de Edwards & Rauert, 2001).

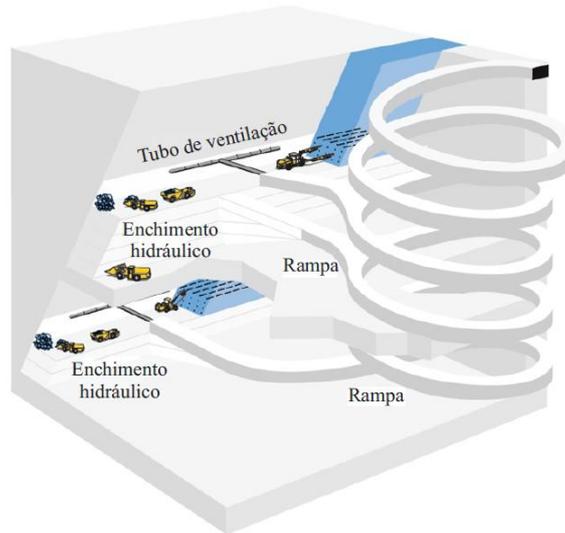


Figura 2.17 – Método de lavra corte e enchimento (modificado de Atlas Copco, 2007).

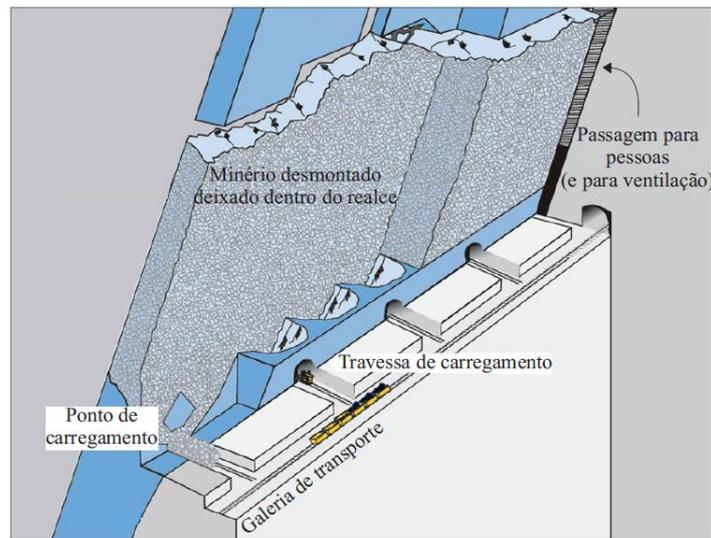


Figura 2.18 – Método de lavra em recalque (modificado de Atlas Copco, 2007).

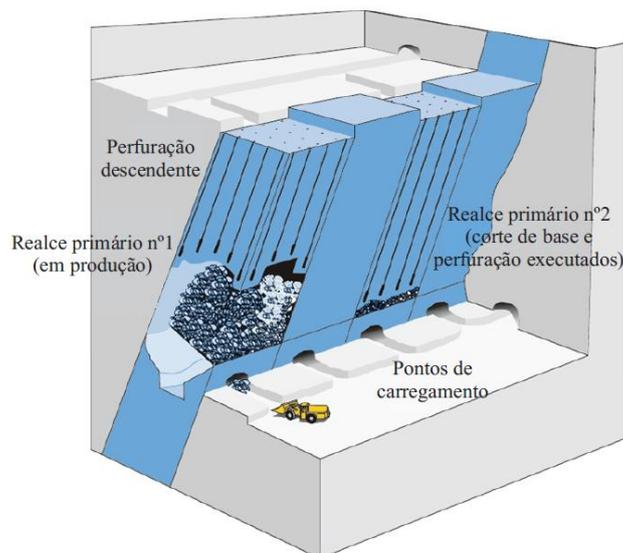


Figura 2.19 – Método de lavra da cratera (modificado de Atlas Copco, 2007).

Ainda sobre a classificação dos métodos de lavra, Brady & Brown (2004) observaram que, os métodos naturalmente suportados impõem às rochas encaixantes menores magnitudes de deslocamentos, e uma elevada energia potencial de deformação próxima às escavações. Um aumento das magnitudes de deslocamentos e uma diminuição da energia potencial de deformação são verificados, à medida que se desloca em direção aos métodos por abatimento. Por sua vez, Hamrin (2001) ressaltou que a classificação, descrita na Figura 2.10, baseia-se em princípios básicos e, portanto, cada um dos métodos descritos podem apresentar variações ilimitadas, para adequar-se às particularidades presentes nos depósitos de minério.

Estes diferentes métodos de lavra subterrânea apresentam relações distintas com o problema da diluição não planejada de minério. Para descrever estas relações, primeiro deve-se observar que o problema da diluição não planejada refere-se à estabilidade das paredes dos realces, com grandes dimensões. Assim, os métodos por abatimento, por induzirem o abatimento do minério e das rochas encaixantes, não apresentam relação direta com o problema da diluição não planejada. Já nos métodos de lavra seletivos (câmaras e pilares, corte e enchimento, lavra por recalque e *longwall*), onde se verifica a entrada de trabalhadores nos realces, o deslocamento é um problema associado à segurança laboral. Por último, os métodos de lavra *open stope*, VCR e suas respectivas variações são os métodos, nos quais se verificam os maiores problemas relacionados à diluição não planejada. A razão deste problema deve-se ao fato que estes métodos de lavra exibem realces (alargamentos) com grandes dimensões, associados à condição de elevada energia potencial de deformação, no entorno das escavações. Como estes métodos de lavra subterrânea, e suas variações, tornaram-se os mais comumente empregados no mundo da mineração, devido largamente a sua segurança laboral e eficiência, o estudo sobre diluição não planejada de minério torna-se importante (Potvin, 1988; Brady & Brown, 2004; Villaescusa, 2014).

2.6. DIMENSIONAMENTO DE REALCES E A DILUIÇÃO NÃO PLANEJADA

A popularidade dos métodos de lavra *open stope*, VCR e suas respectivas variações, pode ser atribuída aos altos níveis de produção, devido às grandes dimensões dos realces e à elevada mecanização das operações de lavra. Por esta razão, estes métodos compõem o grupo dos métodos de lavra subterrânea de alta produção, denominados na língua inglesa como *bulk mining*. Face aos altos custos de desenvolvimento em preparar cada realce para produção, há uma demanda por realces (alargamentos) com dimensões cada vez maiores, como forma de

diminuir o número de realces. Entretanto, realces, cujas dimensões excedam os limites da estabilidade podem acarretar condições desastrosas, as quais comprometem a viabilidade econômica da lavra. Dentre estas condições desastrosas, encontram-se as diluições não planejadas excessivas e o colapso dos realces, este último resultando em atrasos na produção, em aumento de custos e, em alguns casos, em perda das reservas de minério. Desta forma, o dimensionamento dos realces constitui-se em um dos aspectos fundamentais, para o sucesso de um método de lavra. Este dimensionamento deve ser realizado por meio de metodologias adequadas, evitando métodos tradicionais de tentativa e erro, que além de economicamente inaceitáveis, podem gerar as consequências desastrosas citadas anteriormente. As metodologias adequadas ao dimensionamento de realces podem ser separadas em métodos empíricos, numéricos e observacionais. Este último método tem como função, avaliar a eficiência dos métodos empíricos e numéricos, em dimensionar realces de mina (Scoble & Moss, 1994; Potvin & Hadjigeorgiou, 2001; Villaescusa, 2014).

Na sequência, apresentam-se os métodos empíricos, numéricos e observacionais empregados no dimensionamento dos realces de mina. Antes, porém, em analogia à consideração de Bieniawski (1989) para escavações subterrâneas, observa-se que, o dimensionamento dos realces de mina deve ser realizado por meio da aplicação dos métodos empíricos, numéricos e observacionais de maneira conjunta e inteligente, associado à experiência de profissionais, a fim de alcançar um projeto de realce otimizado, no qual se compatibilizem a viabilidade econômica da lavra com as condições geológico-geotécnicas locais do maciço rochoso.

2.6.1. MÉTODOS EMPÍRICOS

Os métodos empíricos de escavação subterrânea são métodos de projeto, estruturados a partir de experiências adquiridas em escavações anteriores, efetuadas em locais diferentes e sob diversas condições de maciço e suporte (Hoek & Brown, 1980). É possível que, estes métodos apresentem-se, ainda, como os principais métodos aplicados ao dimensionamento de realces de mina subterrânea (Swart & Handley, 2005).

Os métodos empíricos em questão iniciaram-se com os sistemas de classificação e suas aplicações às escavações subterrâneas, na engenharia civil, especificamente, na construção de túneis. Dentre estes primeiros sistemas de classificação, aqueles amplamente utilizados em projetos de mineração são os sistemas RMR, de Bieniawski (1973, 1989), e Q, de Barton *et*

al. (1974). Devido à profundidade, relativamente modesta (0 a 500 m), dos muitos casos estudados, e devido aos fatores de segurança relativamente altos, demandados por obras civis, há casos em que as recomendações destes sistemas de classificação são de difícil aplicação em mineração. Nestes casos, a mineração pode tratar as recomendações sobre vãos estáveis e suporte, como estimativas iniciais conservadoras (Potvin *et al.*, 2012; Villaescusa, 2014).

A popularidade de ambos os sistemas, RMR e Q, a partir de suas úteis aplicabilidades, resultou no surgimento de outros métodos empíricos, adaptados às realidades das minas subterrâneas. Dentre estes, os mais utilizados, no dimensionamento de realces de mina, são o sistema MRMR e o método gráfico da estabilidade (Potvin *et al.*, 2012).

O sistema MRMR surge de modificações implementadas por Laubscher & Taylor (1976), ao sistema RMR, de Bieniawski (1973), a fim de adequá-lo aos métodos de lavra por abatimento de bloco. Como este método de lavra, abatimento por bloco, não é o propósito deste trabalho, o sistema MRMR não será aqui abordado, muito embora, este método encontre-se entre aqueles amplamente usados na mineração. Por sua vez, o método gráfico da estabilidade surge de modificações implementadas por Mathews *et al.* em 1981, citado por Suorineni, (2010) e por Potvin (1988) ao sistema Q, de Barton *et al.* (1974), a fim de adequá-lo ao dimensionamento de realces de mina, específicos para métodos de lavra *open stope* (Dyke, 2008; Potvin *et al.*, 2012; Villaescusa, 2014).

Feitas as ponderações anteriores, a seguir apresentam-se os sistemas de classificação RMR e Q, e o método gráfico de estabilidade, os quais se constituem em métodos empíricos de projeto, utilizados na determinação de vãos estáveis.

2.6.1.1. SISTEMA RMR

O sistema de classificação de maciços rochosos RMR (*rock mass rating*) foi apresentado pela primeira vez por Bieniawski (1973). Esta primeira versão passou por modificações, referentes aos parâmetros avaliados e às pontuações atribuídas aos mesmos, até o ano de 1989 quando, então, Bieniawski (1989) apresentou a versão denominada por RMR₈₉. Mais recentemente, Celada *et al.* (2014) apresentaram a versão atualizada do sistema RMR, denominada RMR14.

A aplicação do sistema RMR no dimensionamento de realces de mina está associada ao conceito de vão estável. Este conceito foi introduzido por H. Lauffer em 1958, quando propôs

um sistema de classificação denominado *Stand-Up Time Classification*. Este sistema correlacionava índices de qualidade de maciços rochosos com as dimensões de vãos livres de escavações subterrâneas, e respectivos intervalos de tempo, em que estes vãos permaneciam estáveis, sem experimentar qualquer situação de instabilidade. A partir deste conceito, o sistema de classificação RMR apresenta, como uma de suas recomendações de projeto, o dimensionamento de vãos livres estáveis. Para tanto, o referido sistema exibe uma correlação gráfica entre o tempo de auto-sustentação, a dimensão do vão e o índice de qualidade do maciço rochoso (Figura 2.20). É esta correlação gráfica, que habilita a aplicação do sistema RMR ao dimensionamento de realces de mina (Bieniawski, 1989; Villaescusa, 2014). Na oportunidade, ressalta-se que a descrição pormenorizada do sistema RMR₈₉, indicando a obtenção do índice RMR, encontra-se no Capítulo 6, Classificação de Maciços Rochosos.

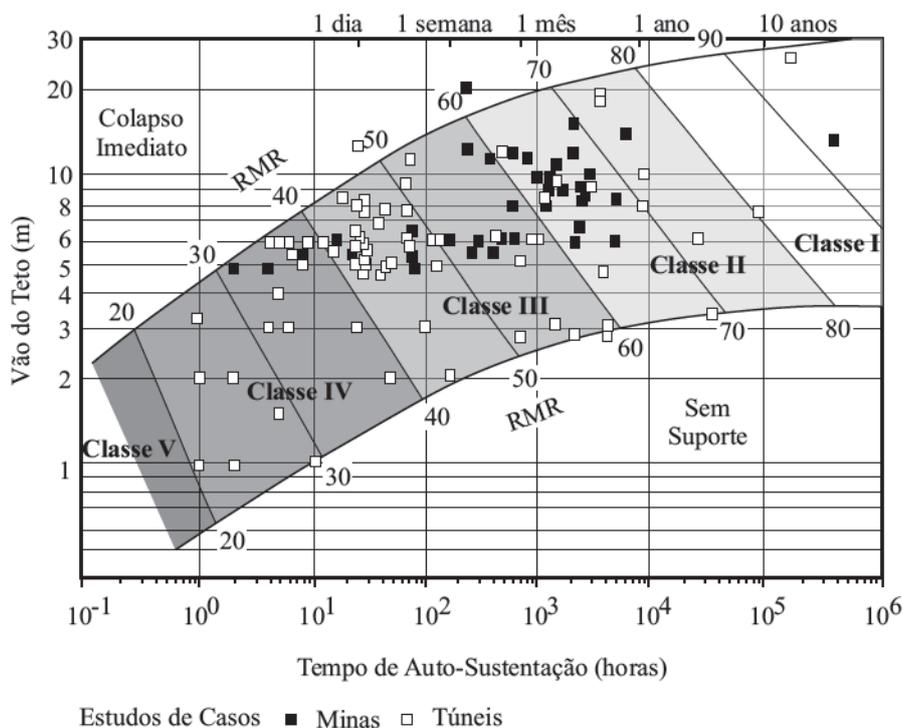


Figura 2.20 – Relação entre o tempo de auto-sustentação e o vão da escavação para várias classes de maciços rochosos (modificado de Bieniawski, 1989).

Ao longo dos anos, à medida que mais casos estudados têm sido adicionados à base de dados, o gráfico de vão livre estável do sistema RMR₈₉ (Figura 2.20) é sucessivamente refinado. Especificamente, no que tange ao dimensionamento de realces de mina, Villaescusa (2014) cita, como exemplos deste processo de refinamento, os trabalhos de Hutchinson & Diederichs (1996), Pakalnis (2002) citado por Villaescusa (2014) e Villaescusa (2014), todos apresentados a seguir.

Hutchinson & Diederichs (1996) desenvolveram um estudo sobre sistemas de ancoragem, em minas subterrâneas. Neste estudo, implementaram modificações ao gráfico de vão livre estável, proposto por Bieniawski (1989), expressando o vão livre máximo estável em função do índice RMR_{89} , e o tempo de auto-sustentação em dias, meses e anos (Figura 2.21). Os autores observaram que, a interpretação deste gráfico deve ser acompanhada de uma avaliação sobre a presença, ou não, de descontinuidades geológicas de grande escala, e das condições das tensões induzidas. Por exemplo, na ausência de descontinuidades geológicas de grande escala e de elevadas tensões induzidas, uma abertura de mina com 10 m de vão, em um maciço rochoso com índice RMR_{89} igual a 80, cujo tempo de auto-sustentação o é superior a 5 anos, não necessita de cabeamento sistemático para reforço do maciço, exceto alguns tirantes e malhas, para efeito de segurança do trabalho.

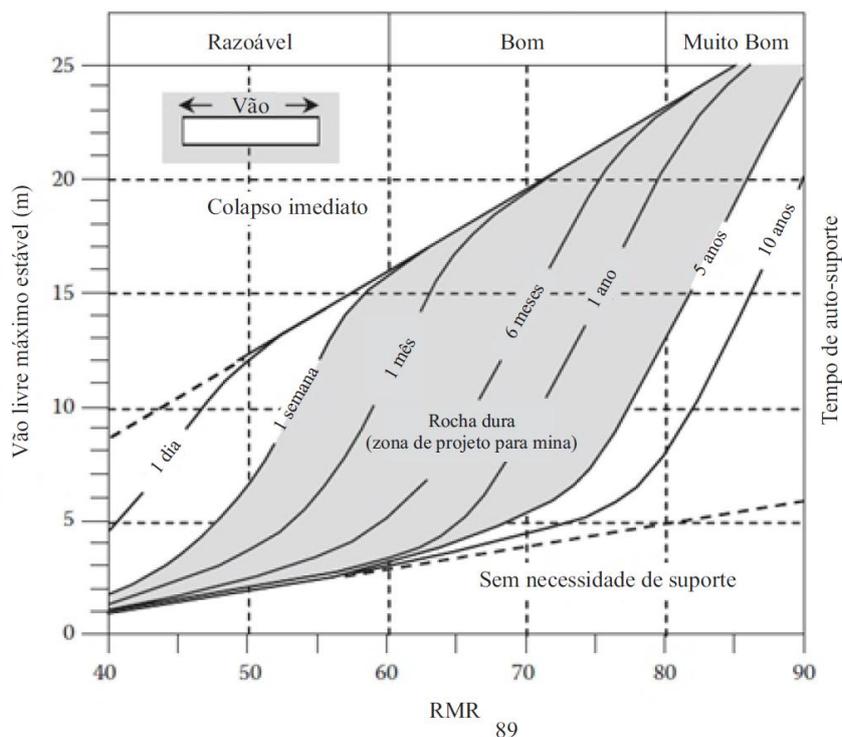


Figura 2.21 – Relação entre o tempo de auto-sustentação e o vão da escavação para diferentes valores de RMR_{89} (modificado de Hutchinson & Diederichs, 1996).

Pakalnis (2002), citado por Villaescusa (2014), realizou um estudo de estabilidade de realces de mina, no qual associa a condição de estabilidade a uma estimativa de valores para a diluição não planejada de minério, esta denominada, a seguir, como deslocamento. A partir deste estudo, apresentou-se um gráfico de vão livre estável, utilizando o índice RMR_{89} (Figura 2.22). Os círculos, os quadrados e os triângulos representam, respectivamente, três condições de estabilidade: vãos estáveis; transição entre vãos estáveis e vãos instáveis; e vãos

instáveis. Na prática, as três condições de estabilidade estão relacionadas à profundidade dos deslocamentos, nas paredes dos realces. Os vãos estáveis referem-se a deslocamentos inferiores a 2 m. A transição entre vãos estáveis e instáveis refere-se a deslocamentos entre 2 e 4 m. Já os vãos instáveis referem-se a deslocamentos superiores a 4 m (Villaescusa, 2014).

O gráfico da Figura 2.22 demonstra que, poucos são os vãos estáveis superiores a 20 m. Possivelmente, tal condição decorra do fato que, grande parte dos dados advém da análise de realces de mina escavados pelo método corte e enchimento. Neste método de lavra, operadores acessam as áreas escavadas e, portanto o referencial de estabilidade difere daquele dos métodos de lavra *open stope*, onde operadores não acessam a área escavada. Por outro lado, uma pequena parcela de dados coletados em realces escavados pelo método *open stope*, em rochas duras, demonstram que vãos estáveis, entre 20 e 40 m, podem ser seguramente alcançados. Estes dados, referentes aos realces escavados pelo método *open stope*, estão representados no gráfico pelos vãos acima de 20 m, representados pelos círculos. Assim como observado no parágrafo anterior, o uso deste gráfico deve ser acompanhado de uma avaliação sobre a presença, ou não, de descontinuidades geológicas de grande escala, e das condições das tensões induzidas (Villaescusa, 2014).

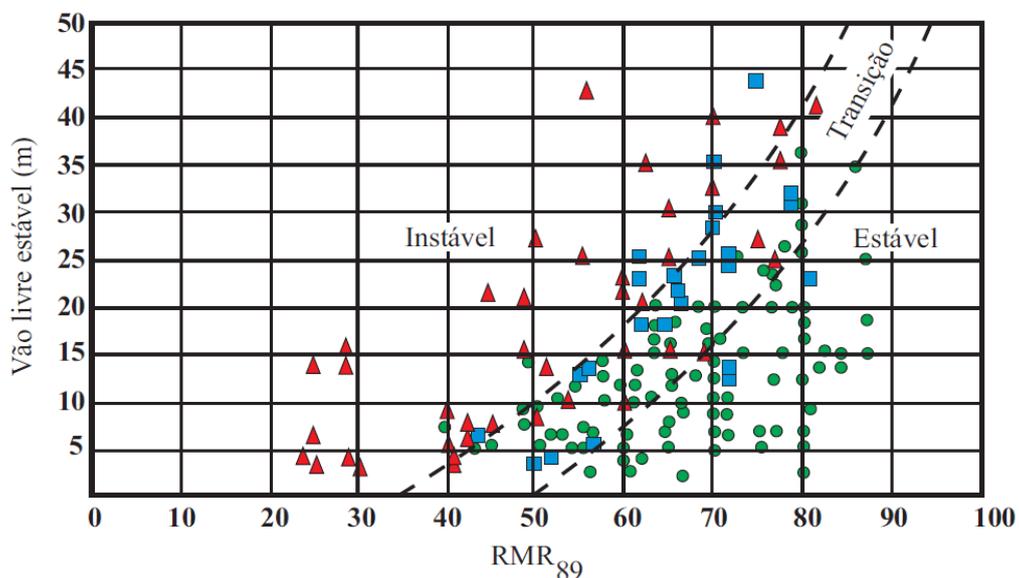


Figura 2.22 – Relação entre o tempo de auto-sustentação e o vão da escavação para diferentes valores de RMR_{89} (modificado de Pakalnis em 2002, citado por Villaescusa, 2014).

Por último, Villaescusa (2014) analisou a estabilidade de realces de mina escavados pelo método *open stope*, em rochas duras, a profundidades menores que 500 m. Com base nestas análises, e a partir do conceito de estabilidade proposto por Pakalnis em 2002, citado por

Villaescusa (2014), apresentou-se um gráfico de vão livre estável, utilizando o índice RMR_{89} (Figura 2.23). Neste gráfico, associa-se a condição de estabilidade a uma estimativa de valores para a diluição não planejada, esta denominada a seguir, como deslocamento.

Embora apresente semelhança com o gráfico descrito na Figura 2.22, o gráfico presente na Figura 2.23, difere do anterior em dois aspectos. O primeiro aspecto refere-se aos limites de estabilidade. Estes limites separam o gráfico em quatro regiões, vãos estáveis (deslocamentos < 2 m), vãos de transição (2 m $<$ deslocamentos < 4 m), vãos instáveis (4 m $<$ deslocamentos < 6 m) e vãos colapsados (6 m $>$ deslocamentos). Esta relação, entre as regiões de estabilidade e a profundidade de deslocamento não é fixa, varia em função dos aspectos econômicos de uma dada mina. O segundo aspecto é o fato que, cada dado de realce, plotado no gráfico, está associado à profundidade do deslocamento verificado em suas paredes. O autor observa que, ao aplicar um método semelhante a este, o usuário deve assegurar-se que a redistribuição de tensões não se constitui em causa principal das rupturas, pois as tensões induzidas não são consideradas nos índices RMR_{89} (Villaescusa, 2014).

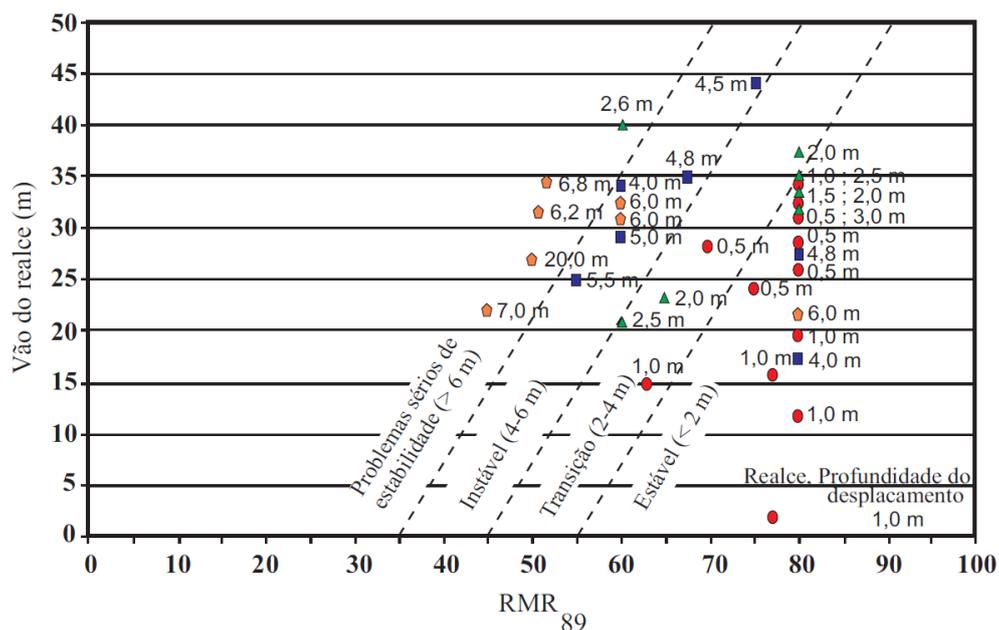


Figura 2.23 – Profundidade do deslocamento associado às dimensões do vão da escavação para diferentes valores de RMR_{89} (Villaescusa, 2014).

2.6.1.2. SISTEMA Q

O sistema Q foi desenvolvido por Barton *et al.* (1974), para determinar limites máximos de vãos sem suporte para diferentes tipos de escavações, inclusive escavações de mina.

Inicialmente, o sistema foi elaborado baseando-se na análise histórica de 200 casos de túneis, os quais foram escavados em rochas duras na Escandinávia. Após 18 anos, mais de 2000 novos projetos empíricos de túneis e grandes cavernas foram executados com sucesso, utilizando o sistema Q (Barton *et al.*, 1974; Brady & Brown, 2004; Villaescusa, 2014).

Para determinar os limites máximos de vão sem suporte, em diferentes escavações subterrâneas, o sistema Q elaborou uma relação gráfica entre o índice Q do maciço e o vão da escavação, e suas respectivas recomendações de suporte (Figura 2.24).

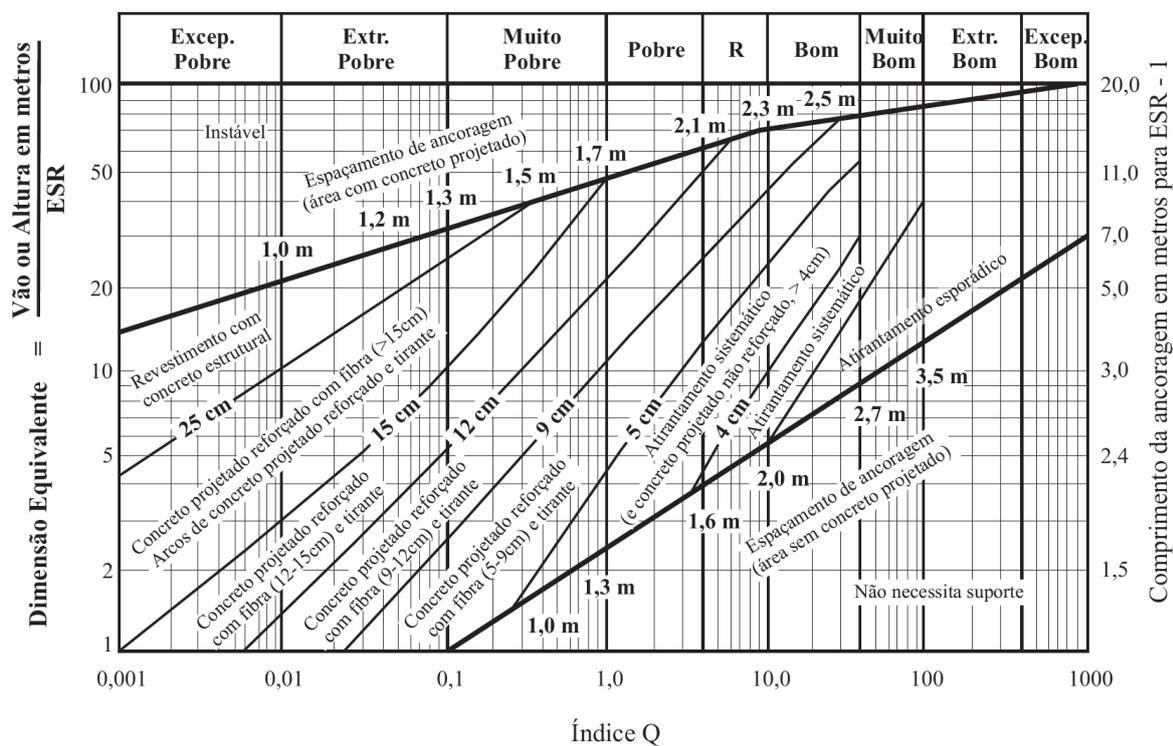


Figura 2.24 – Relação indireta entre o índice Q e o vão das escavações e respectivas recomendações de suporte (modificado de Barton, 2007).

Observando a Figura 2.24, percebe-se que a relação entre o índice Q e o vão da escavação ocorre de forma indireta, por meio da razão entre vão da escavação e o parâmetro ESR (*excavation support ratio*). O parâmetro ESR é o fator que, permite variar o grau de instabilidade, baseando-se no tipo de aplicação e na vida útil da escavação analisada. A relação entre este fator e o tipo de escavação está descrita na Tabela 2.1, onde se verifica que, para escavações temporárias de mina, como é o caso dos realces, o ESR pode variar entre 2 e 5 (Barton *et al.*, 1974; Villaescusa, 2014). Análogo ao observado para o sistema RMR,

ressalta-se que, a descrição pormenorizada do sistema Q, indicando a obtenção do índice Q, encontra-se no Capítulo 6, Classificação de Maciços Rochosos.

Tabela 2.1 – Relação entre tipo de escavação e o parâmetro ESR (modificado de Barton em 2008, citado por Singh & Goel, 2011).

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

Hutchinson & Diederichs (1996) ao desenvolverem o estudo sobre sistemas de ancoragem em minas subterrâneas, propuseram modificações no gráfico do sistema Q, adequando-o especificamente às escavações mineiras, de forma semelhante ao realizado com o sistema RMR. O gráfico, proposto pelos autores em questão, expressa o vão livre máximo estável em função do índice Q e do parâmetro ESR (Figura 2.25). Apesar deste trabalho, Villaescusa (2014) cita que, embora o uso indireto deste índice para dimensionar vãos abertos, seja bem documentado dentro da indústria mineral, o uso direto não o é.

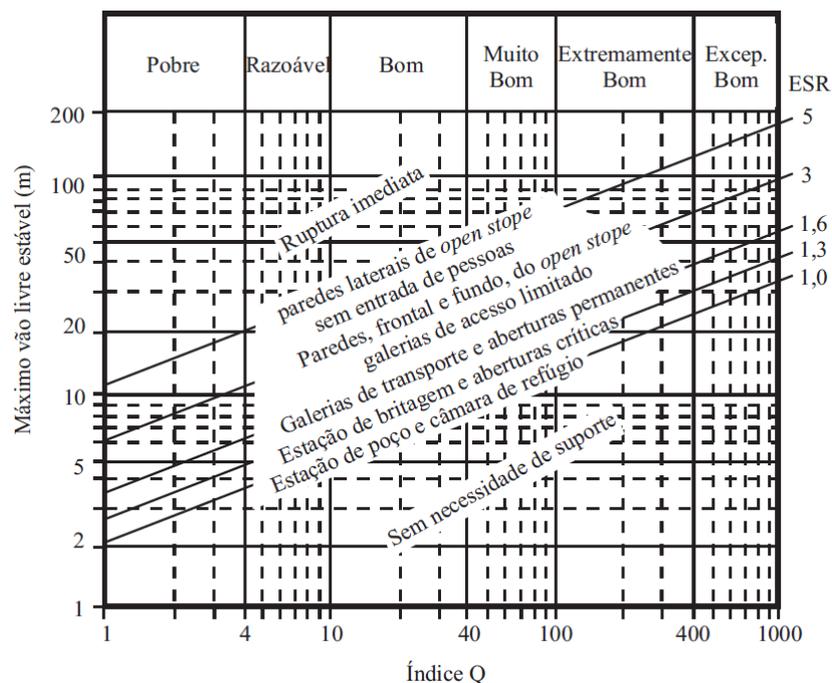


Figura 2.25 – Relação entre o índice Q e o vão livre estável (Hutchinson & Diederichs, 1996).

2.6.1.3. MÉTODO DO GRÁFICO DA ESTABILIDADE

O método do gráfico da estabilidade tem sido utilizado no mundo inteiro, há mais de três décadas, para dimensionar realces em lavra por *open stope*, em minas metalíferas escavadas em rochas duras. O método decorre de uma modificação do sistema Q, proposta por Mathews *et al.* em 1981, citado por Suorineni (2010), baseando-se em 26 casos históricos, referentes a três minas canadenses. No início, o método apresentou pouca aceitação por parte da indústria mineral canadense, devido ao pequeno número de casos estudados. Posteriormente, o método foi recalibrado por Potvin (1988), que modificou os fatores de entrada do gráfico, bem como, o próprio gráfico. Para tanto, o autor baseou-se na análise de 175 casos históricos, em 34 minas. Desde então, o método tornou-se amplamente aceito na mineração canadense. Em 2010, 483 casos históricos compunham a base de dados do método. Ao longo dos anos, sucessivos trabalhos, como Trueman *et al.* (2000) e Mawdesley *et al.* (2001), contribuem com o desenvolvimento do método, tanto para prever realces estáveis com confiabilidade (diluição não planejada inferior a 5%), quanto para outros fins, como o projeto de cabeamento em realces de mina (Potvin & Hadjigeorgiou, 2001; Suorineni, 2010; Villaescusa, 2014).

O método gráfico da estabilidade modificado de Potvin (1988), apresentado na Figura 2.26, relaciona um fator de forma, raio hidráulico do realce, com um número de estabilidade (N°).

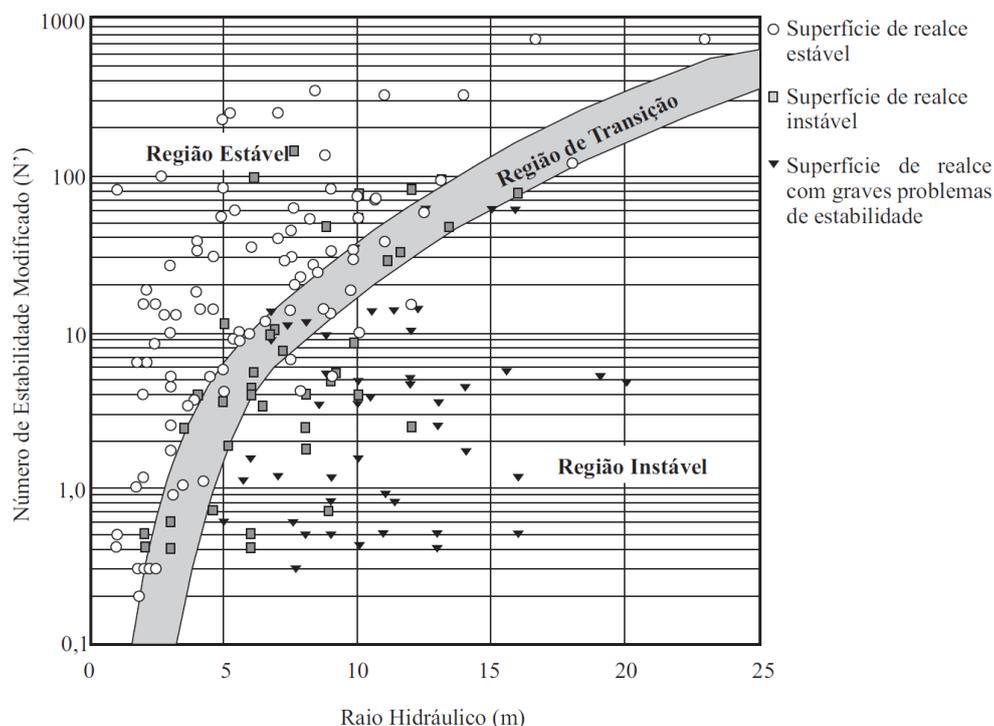


Figura 2.26 – Gráfico de estabilidade modificado de Potvin (modificado de Potvin, 1988).

O conceito de raio hidráulico (RH) é utilizado como forma de representar o tamanho e a forma da parede do realce (Figura 2.3). Esta forma de representação do realce foi proposta por Laubscher & Taylor (1976), e é descrita por:

$$\text{Raio Hidráulico} = \frac{\text{área da parede do realce}}{\text{perímetro da parede do realce}} \quad (2.10)$$

Por sua vez, o número de estabilidade (N') é um índice que representa a habilidade de auto-sustentação do maciço rochoso, sob dadas condições de tensões. Este índice é obtido a partir de considerações sobre a qualidade do maciço rochoso no entorno da escavação, corrigida por fatores que consideram as tensões induzidas e a orientação da escavação (Suorineni, 2010; Villaescusa, 2014). Obtém-se o número de estabilidade (N') por meio de:

$$N' = Q' \times A \times B \times C \quad (2.11)$$

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \quad (2.12)$$

onde, N' é o número de estabilidade, Q' é o índice Q de Barton *et al.* (1974) modificado, A é o fator de tensões, B é o fator de orientação de juntas, C é o fator de gravidade, o RQD é o índice de qualidade da rocha, o J_n , o J_r e o J_a são índices que retratam as influências, respectivamente, do número de famílias de descontinuidades, da rugosidade das superfícies de descontinuidades, e da alteração das superfícies das descontinuidades.

Observando a Equação 2.12, percebe-se que, a definição do índice Q' é semelhante àquele do índice Q de Barton *et al.* (1974), exceto por dois aspectos. O primeiro refere-se ao parâmetro fator de redução de tensão (SRF), que recebe valor igual a 1. O segundo refere-se ao fato que o método não se aplica a condições de mina, que apresentem fluxo de água significativa, logo, o parâmetro fator de redução de água na junta (J_w) é considerado igual a 1. Assim, o índice Q' refere-se apenas às condições intrínsecas ao maciço rochoso, não considerando condições circunstanciais presentes no mesmo, tensões e presença de água (Hoek *et al.*, 2005).

O fator A refere-se à tensão, mais especificamente, à relação entre a resistência à compressão simples (σ_{ci}) da encaixante ao realce e a tensão de compressão induzida máxima (σ_i), paralela à superfície do realce. O fator de tensão A pode ser estimado, por meio da relação gráfica descrita na Figura 2.27 e a partir do uso de programas numéricos 3-D. Por sua vez, o fator B é

um fator que considera a orientação, direção e mergulho, da feição estrutural mais crítica em relação à parede do realce. O valor atribuído a este fator é obtido a partir da relação gráfica descrita na Figura 2.28. Por último, o fator C é um fator que considera a influência da gravidade sobre os mecanismos de deslocamentos, a partir da inclinação das paredes do realce. O valor numérico deste fator é determinado, por meio de um dos gráficos descritos na Figura 2.29 (Potvin & Hadjigeorgiou, 2001).

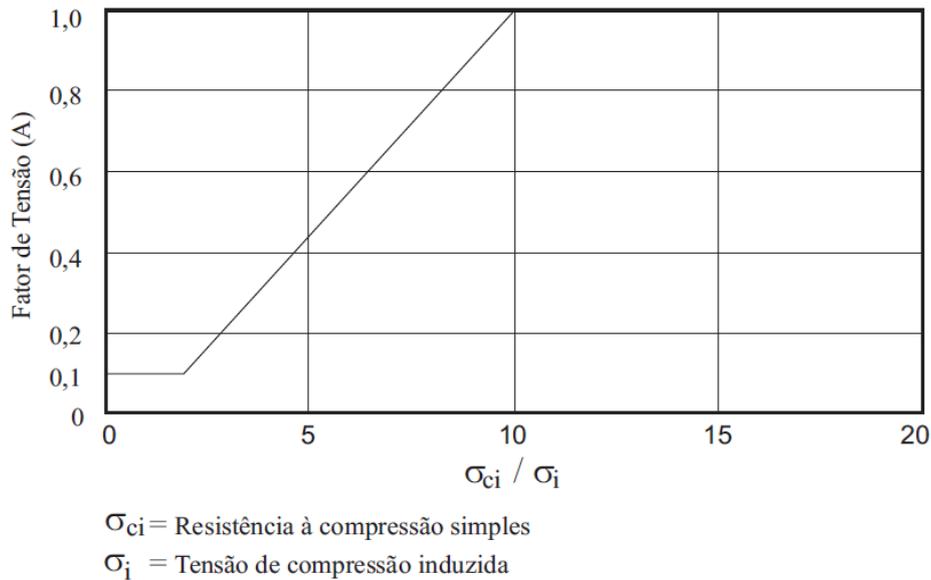


Figura 2.27 – Determinação do fator de tensão A (modificado de Hoek *et al.*, 2005).

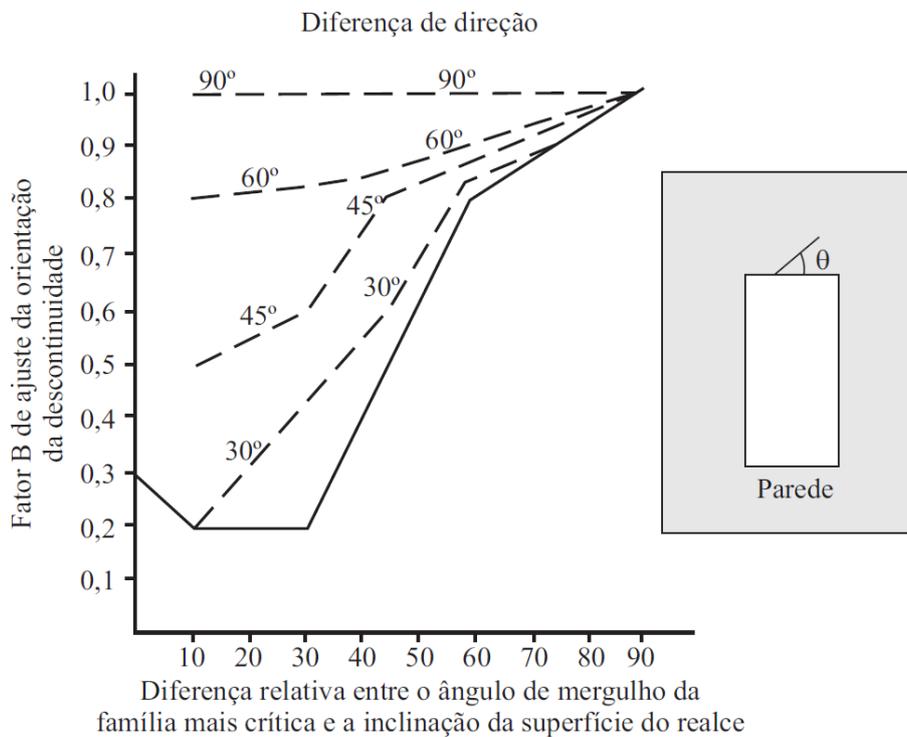


Figura 2.28 – Determinação do fator B (modificado de Hoek *et al.*, 2005).

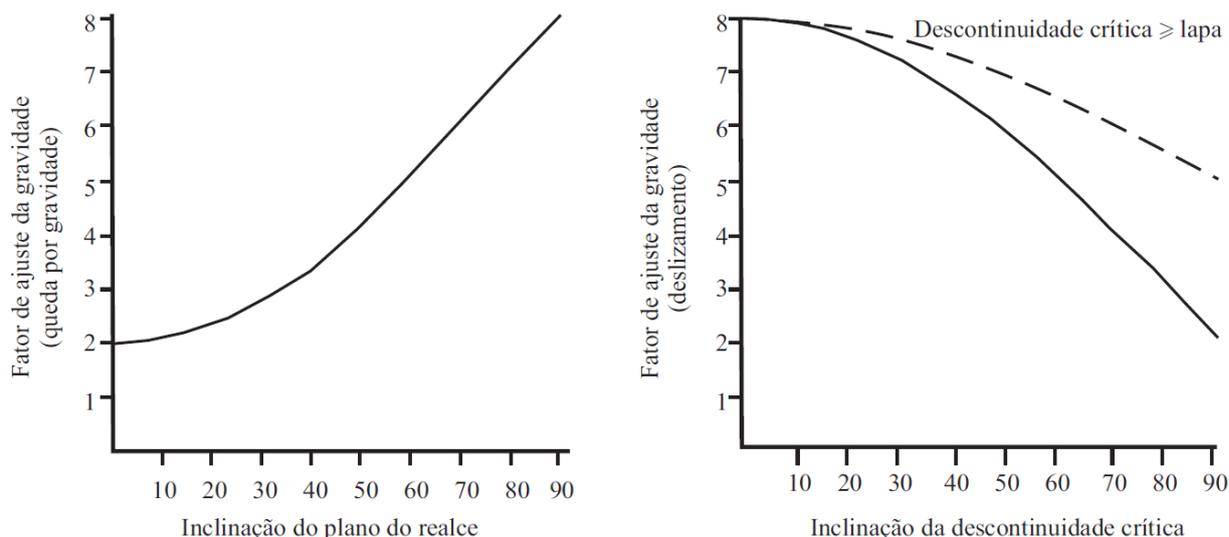


Figura 2.29 – Determinação do fator C (modificado de Hoek *et al.*, 2005).

O principal conceito presente no método do gráfico de estabilidade é que o raio hidráulico do realce pode ser relacionado com a resistência requerida para uma condição de estabilidade, ou de instabilidade, e vice-versa. Esta condição de estabilidade ou instabilidade está descrita no gráfico, por meio da delimitação de três zonas de condições de estabilidade, a partir de dados reais de mina, de condições estáveis e instáveis. Uma primeira zona potencialmente estável, uma segunda zona potencialmente instável, e uma terceira zona com graves problemas de estabilidade (Mawdesley *et al.*, 2001; Potvin & Hadjigeorgiou, 2001; Suorineni, 2010).

Como citado anteriormente, o gráfico de estabilidade de Mathews *et al.* de 1981, citado por Suorineni (2010), tem sido aperfeiçoado ao longo dos anos. Este aperfeiçoamento implica em modificações sobre o gráfico de estabilidade. A primeira modificação foi proposta por Potvin (1988), conforme apresentada anteriormente (Figura 2.26), e outras modificações foram propostas posteriormente. Exemplos destas modificações são os gráficos de estabilidade modificados de Nickson (1992), de Clark & Pakalnis em 1997, citado por Potvin & Hadjigeorgiou (2001), de Trueman *et al.* (2000) e de Mawdesley *et al.* (2001). O gráfico de estabilidade modificado de Nickson (1992) caracteriza-se por delimitar zonas que demandam suporte, para manterem-se estáveis (Figura 2.30). Já, o gráfico de estabilidade modificado de Clark & Pakalnis de 1997, citado por Potvin & Hadjigeorgiou (2001), caracteriza-se por associar condições de estabilidade a estimativas de valores para a diluição não planejada, esta denominada como deslocamento (Figura 2.31). Por sua vez, o gráfico de estabilidade modificado de Trueman *et al.* (2000) caracteriza-se por alterações nas zonas de estabilidade

do gráfico, e por uma ampliação da aplicação do método a fatores de forma acima de 55 m. E o gráfico de estabilidade modificado de Mawdesley et al. (2001) caracteriza-se, entre outros aspectos, por delinear as zonas de estabilidade estatisticamente e determinar curvas de isoprobabilidade para cenários de estabilidade, de pequenas rupturas e de grandes rupturas. Assim como estes gráficos, há outros desenvolvidos para atender condições específicas de maciço, de geometria de realce ou de aplicações (Potvin & Hadjigeorgiou, 2001).

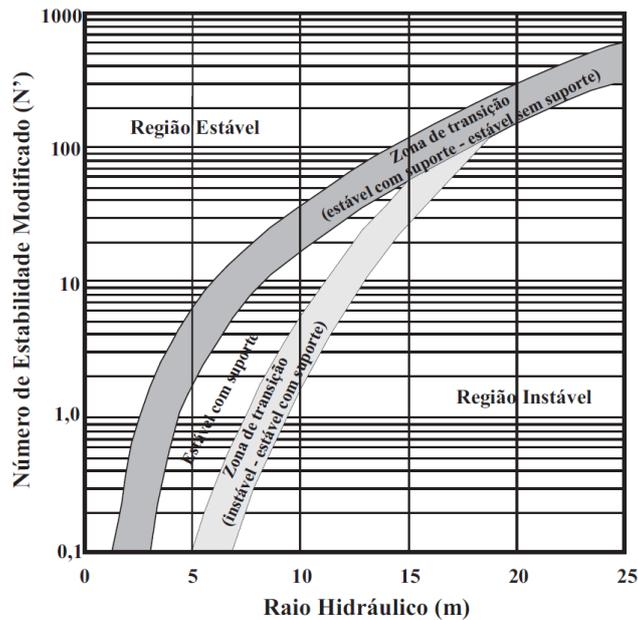
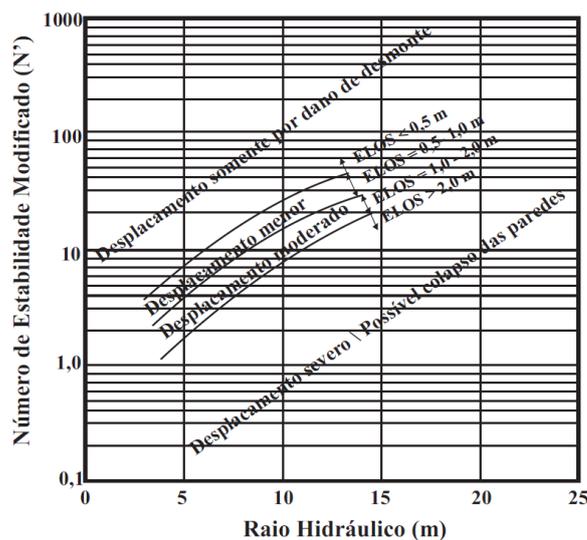


Figura 2.30 – Gráfico de estabilidade modificado por Nickson em 1992 (modificado de Nickson, 1992).



$$\text{ELOS} = \text{deslocamento linear equivalente} = \frac{\text{volume de deslocamento da parede do realce}}{\text{altura do realce} \times \text{comprimento do realce}}$$

Figura 2.31 – Gráfico de estabilidade modificado por Clark & Pakalnis em 1997 (modificado de Clark & Pakalnis em 1997, citado por Potvin & Hadjigeorgious, 2001).

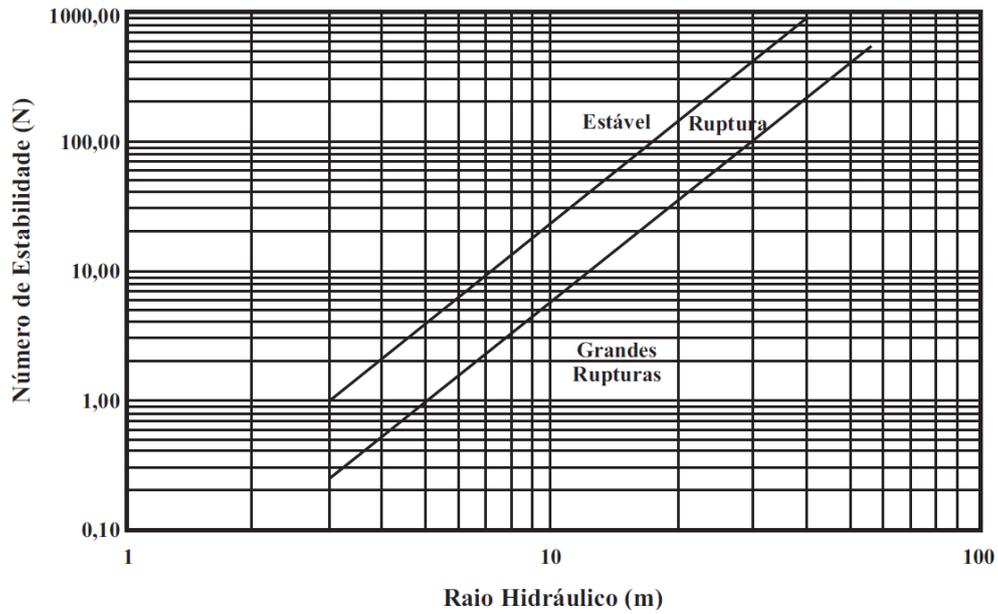


Figura 2.32 – Gráfico de estabilidade modificado por Trueman et al. em 2000 (modificado de Trueman et al., 2000)

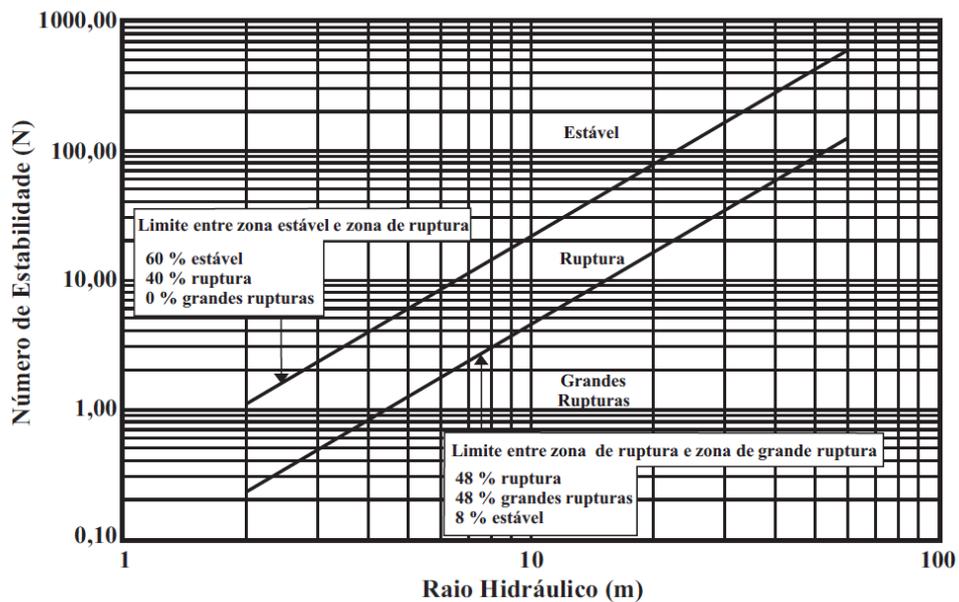


Figura 2.33 – Gráfico de estabilidade modificado por Mawdesley et al. em 2001 (modificado de Mawdesley et al., 2001)

Por último, cabe ressaltar que, a aplicação do método do gráfico da estabilidade a veios estreitos (*narrow veins*) apresenta restrições. Suorineni (2010) citou que, o método em questão deve ser usado com cuidado em veios estreitos, pois nenhuma versão do método gráfico considera a espessura do corpo de minério, na definição do estado de estabilidade. Por sua vez, Stewart *et al.* (2011) ao analisar, detalhadamente, o desempenho dos realces em veios estreitos na mina de Kundana Gold, no oeste da Austrália, observaram que, o método do

gráfico da estabilidade não era adequado ao dimensionamento de realces, em veios estreitos. A razão está no fato de um número de condições operacionais, como a subescavação da parede da capa (HW), influenciarem, significativamente, mais a diluição não planejada em realces em veios estreitos, do que em corpos de minérios espessos. Como estas condições operacionais não são consideradas no método em questão, este se torna inapropriado à aplicação em veios estreitos.

2.6.2. MÉTODOS NUMÉRICOS

As técnicas de modelagem numérica podem ser usadas para identificar e quantificar a contribuição relativa dos vários fatores, operacionais e geomecânicos, sobre a estabilidade dos realces de mina (Villaescusa, 2014). Por conseguinte, é possível avaliar, de maneira quantitativa, a diluição não planejada de minério associada à escavação de um dado realce de mina, sob determinadas condições operacionais e geomecânicas.

Há na literatura, trabalhos sobre simulações numéricas de realces de mina, onde diferentes parâmetros são propostos como indicadores de comportamento, e utilizados para delimitar as regiões sujeitas a deslocamentos no entorno do realce. É a delimitação destas zonas de deslocamento que permite quantificar a diluição não planejada. Dentre os trabalhos descritos na literatura, apresentam-se aqueles desenvolvidos por Stacey (1981), Esterhuizen (1987), Martin *et al.* (1999), e Cepuritis *et al.* (2010). Cada um destes trabalhos apresenta um indicador de comportamento diferente, para delimitar a zona de diluição não planejada.

Stacey (1981) pesquisou o modo de ruptura das rochas de comportamento frágil, no entorno de escavações de mina subterrânea, onde se verificam condições de baixo confinamento. A pesquisa desenvolveu-se com base em estudos sobre o modo de ruptura das rochas de comportamento frágil, em ensaios uniaxiais e triaxiais, e em estudos sobre o fraturamento destas rochas em paredes de galerias e de outras escavações de mina. Observou-se que nas paredes das escavações, desenvolviam-se fraturas, cujas superfícies eram paralelas à direção da tensão principal maior (σ_1). Perpendicular ao plano destas fraturas axiais havia uma deformação normal de extensão, cuja direção era paralela à direção da tensão principal menor (σ_3). Tais fraturas foram descritas por Gramberg (1965), como fraturamento de clivagem axial. Concluiu-se que os fraturamentos axiais geravam os deslocamentos (*slabbing* ou *spalling*), os quais eram verificados nas paredes de estruturas subterrâneas.

A partir destas observações, Stacey (1981) propôs um critério empírico simples, para determinar a ocorrência de ruptura por deslocamento, em paredes de escavações subterrâneas. De acordo com o critério, uma fratura inicia-se quando a deformação normal de extensão total, paralela à direção da tensão principal menor (σ_3), exceder um valor crítico, o qual varia com o tipo de rocha. Para rochas de comportamento frágil, que exibem um comportamento de deformação elástica linear ideal, Stacey (1981) obteve a deformação normal de extensão, com base na teoria da elasticidade, por meio da equação:

$$\varepsilon_3 = \frac{1}{E} [\sigma_3 - \nu(\sigma_1 + \sigma_2)] \quad (2.13)$$

onde, ε_3 é a deformação normal de extensão ao longo da direção da tensão principal menor, σ_1 , σ_2 e σ_3 são as tensões principais maior, intermediária e menor, respectivamente, o E é o módulo de elasticidade da rocha, e o ν é coeficiente de Poisson da rocha.

Portanto, o valor de ε_3 , calculado pela Equação 2.13, deve ser então comparado a um valor crítico de deformação normal de extensão ($\varepsilon_{\text{crítico}}$), referente ao tipo de rocha avaliada. A partir deste critério, Stacey & Page (1986) apresentaram a Tabela 2.2, onde descrevem os valores críticos de deformação normal de extensão ($\varepsilon_{\text{crítico}}$), para alguns tipos de rochas. Assim, quando as rochas encaixantes de uma escavação é uma daquelas descritas na Tabela 2.2, e o valor de deformação normal de extensão (ε_3), nas paredes desta escavação, excede o valor de deformação crítica ($\varepsilon_{\text{crítico}}$), assume-se que rupturas por deslocamento (*slabbing*, *spalling*) ocorrerão nestas paredes. Embora a origem deste critério seja empírica, os valores descritos na Tabela 2.2 podem ser tomados como referência, em simulações numéricas de realces de mina, a fim de delimitar zonas de deslocamentos. Esta aplicação é pertinente, quando as rochas encaixantes, no entorno do realce, apresentam um comportamento frágil e podem ser simuladas como um meio contínuo, homogêneo, isotrópico e linear elástico.

Tabela 2.2 – Deformação normal de extensão total crítica ($\varepsilon_{\text{crítico}}$) para rocha frágil.

Tipo de Rocha	Deformação Normal de Extensão Crítica (x 10⁻⁴)
Basalto, diabásio, dolarenito e gabro	3
Conglomerado mineralizado	1,6
Granito	2,5
Quartzito e arenito quartzítico	2

Esterhuizen (1987) investigou a estabilidade de realces escavados pelo método de lavra *open stope*, na mina de diamante de Premier, em Cullinan, na África do Sul. O autor utilizou o programa de elementos de contorno 3-D, denominado MBEM, para simular, numericamente, a escavação dos realces. Para delimitar a zona de deslocamento nas encaixantes do realce, utilizou-se, como indicador de comportamento, a razão entre a tensão principal maior (σ_1), verificada no entorno da escavação, e a resistência à compressão simples (σ_{ci}) da rocha. Caso a tensão fosse maior que a resistência, supunha-se que, deslocamentos seriam verificados nas encaixantes ao realce. A magnitude destes deslocamentos, todavia, estaria associada à diferença entre a tensão principal maior (σ_1) e a resistência à compressão simples (σ_{ci}). Esta diferença foi denominada pelo autor, como excesso de tensão. Após algumas análises comparativas, entre os resultados previstos por simulações numéricas e as condições observadas nos realces, definiu-se uma correlação qualitativa, entre o excesso de tensão e a magnitude dos deslocamentos, conforme descrito na Tabela 2.3.

Tabela 2.3 – Relação entre o excesso de tensão e condição do maciço rochoso.

Excesso de Tensão (ET)	Condição do Maciço Rochoso
ET < 5 MPa	Rupturas menores, fraturamento através da rocha intacta, e cisalhamentos ao longo de planos de fraqueza.
5 MPa < ET < 10 MPa	Rupturas moderadas, fraturamento através da rocha intacta, relevantes cisalhamentos ao longo de planos de fraqueza, e possível colapso de rochas encaixantes no realce.
ET > 10 MPa	Rupturas severas, fraturamento excessivo do maciço rochoso, associado à perda de resistência, e colapso da escavação.

Martin *et al.* (1999), ao estudarem a diluição não planejada de minério em realces, escavados pelo método *open stope*, avaliaram a trajetória de tensões e o efeito do baixo confinamento, no entorno dos realces. Os autores identificaram que as trajetórias de tensões verificadas na escavação de um realce de mina (Figura 2.34), em sua maioria, sinalizavam para uma diminuição da condição de confinamento, por vezes associada a um aumento da tensão principal maior (σ_1). A partir destas informações os autores analisaram a condição de relaxação de tensões na capa (HW) de realces de mina, para maciços rochosos fraturados e para maciços rochosos de boa qualidade, com presença de descontinuidades.

No caso de maciços rochosos fraturados, Martin *et al.* (1999) ressaltaram que a diminuição do confinamento acarreta, frequentemente, o deslocamento das paredes da capa (HW) do realce. Já em maciços de boa qualidade, com presença de descontinuidades, os deslocamentos não

são verificados com a relaxação, a menos que o crescimento de novas fraturas individualize blocos, que venham a deslocar das paredes da capa (HW) do realce.

O crescimento de novas fraturas foi estudado por Hoek (1968), que demonstrou a existência de uma correlação entre o crescimento de fraturas e as tensões de confinamento, expressa pela razão K (σ_3/σ_1), entre as tensões principais menor (σ_3) e maior (σ_1). Neste estudo, demonstrou-se que o crescimento das fraturas aumenta, significativamente, à medida que a tensão principal menor (σ_3) aproxima-se de zero. Em observação ao trabalho de Hoek (1968), Martin *et al.* (1999) acrescentaram que, caso a tensão principal menor (σ_3) torne-se uma tensão de tração, o crescimento das novas fraturas será maior. Com bases nas considerações anteriores, os autores formularam a hipótese que, a tensão de confinamento σ_3 poderia ser um bom indicador de comportamento, para prever a quantidade de diluição não planejada de minério, mais especificamente, a superfície de igual valor referente ao valor de $\sigma_3 = 0$.

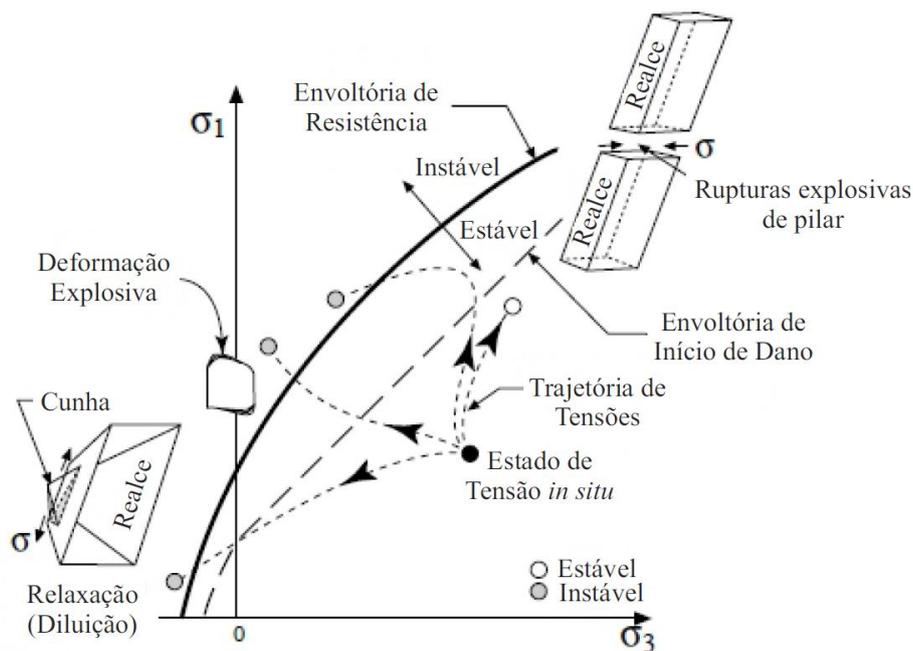


Figura 2.34 – Ilustração das possíveis trajetórias de tensões próximas à abertura de uma escavação subterrânea (modificado de Martin *et al.*, 1999).

Para averiguar se a hipótese formulada era verdadeira ou falsa, Martin *et al.* (1999) analisaram alguns casos de realces de mina, utilizando para isto o programa de elementos de contorno EXAMINE-3D. Nos realces analisados, os resultados previstos pelas simulações numéricas foram concordantes com as observações de campo. Portanto, a hipótese sugerida

mostrou-se verdadeira. Ainda neste mesmo trabalho, os autores observaram que, a diluição não planejada de minério é sensível à orientação das tensões, em relação à direção do realce.

Cepuritis *et al.* (2010) analisaram a diluição não planejada de minério, em realces lavrados pelo método *open stope*, na mina de ouro Kanowna Belle, pertencente à Barrick Gold Australia. Para análise numérica dos realces, utilizou-se o programa de elementos finitos ABAQUS 3-D. O maciço foi tratado como um meio descontínuo, devido à existência de grandes feições estruturais, que interceptavam o realce e condicionavam a estabilidade das encaixantes. E o modelo constitutivo empregado foi um modelo elasto-plástico.

A condição de deslocamento nos realces de mina estudados, numericamente, foi associada a dois parâmetros, a velocidade e a deformação plástica, por meio de análises probabilísticas. A velocidade é um parâmetro, que se refere à magnitude da resultante do vetor de deslocamento de um ponto, calculado entre duas etapas sucessivas de escavação (Cepuritis *et al.*, 2010).

A razão, para o uso destes dois parâmetros, decorre de retroanálises sobre os deslocamentos, nos realces da mina estudada. O maciço, conforme citado anteriormente, apresentava grandes feições estruturais, que interceptavam os realces de mina, e condicionavam a estabilidade das rochas encaixantes. As análises numéricas demonstraram que, próximo à superfície do realce, as deformações plásticas elevadas, verificadas em tais feições estruturais, correspondiam, na prática, a deslocamentos da rocha encaixante. Entretanto, em pontos mais afastados da superfície do realce, as deformações plásticas elevadas, verificadas nestas mesmas feições estruturais, correspondiam a regiões estáveis, sem problemas de deslocamento. A partir destes resultados concluiu-se que, a deformação plástica não poderia ser o único indicador de comportamento, a delimitar zonas de deslocamento, no entorno dos realces. Decorreu disto, a consideração do parâmetro velocidade, também, como um indicador de comportamento para o deslocamento das rochas encaixantes, no entorno dos realces (Cepuritis *et al.*, 2010).

O parâmetro velocidade foi definido como um critério de limite superior para a condição de instabilidade, ou seja, todos os pontos que apresentavam velocidade elevada, teoricamente, foram considerados instáveis. Na Figura 2.35, apresenta-se a relação entre a velocidade e a probabilidade de ruptura, descrita no trabalho em questão. A análise do gráfico indica que, velocidades, superiores a 100 mm por escavação, apresentavam 50% de probabilidade para deslocamento (Cepuritis *et al.*, 2010).

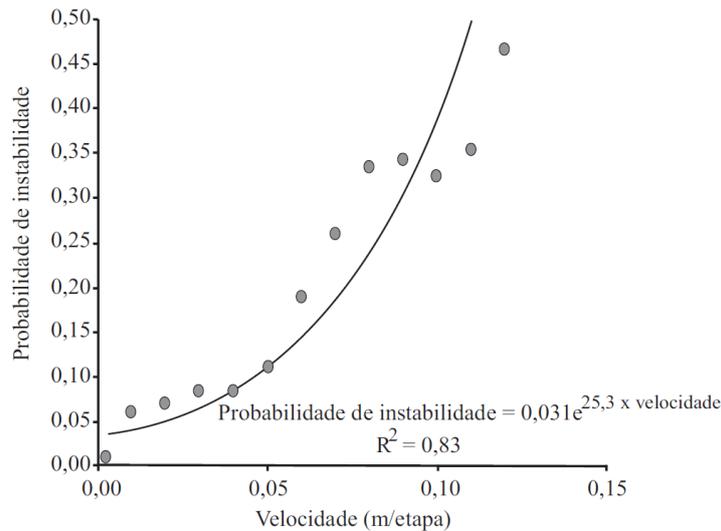


Figura 2.35 – Critério de instabilidade baseado somente na velocidade (modificado de Cepuritis *et al.*, 2010).

Já a deformação plástica foi considerada como um critério de limite inferior, para a condição de instabilidade, ou seja, ainda que o material apresentasse uma deformação plástica considerável, o mesmo poderia encontrar-se estável, se a velocidade fosse baixa. Na Figura 2.36, apresenta-se a relação entre a deformação plástica e a probabilidade de ruptura, descrita neste trabalho. Deformações plásticas maiores que 5%, na superfície da capa (HW) do realce, certamente, implicavam em deslocamento. Entretanto, regiões do maciço, adjacentes a feições estruturais e afastadas da superfície da capa (HW) do realce, poderiam apresentar deformações plásticas superiores a 5%, mas encontravam-se cinematicamente confinadas e, portanto, não representavam condições de instabilidade (Cepuritis *et al.*, 2010).

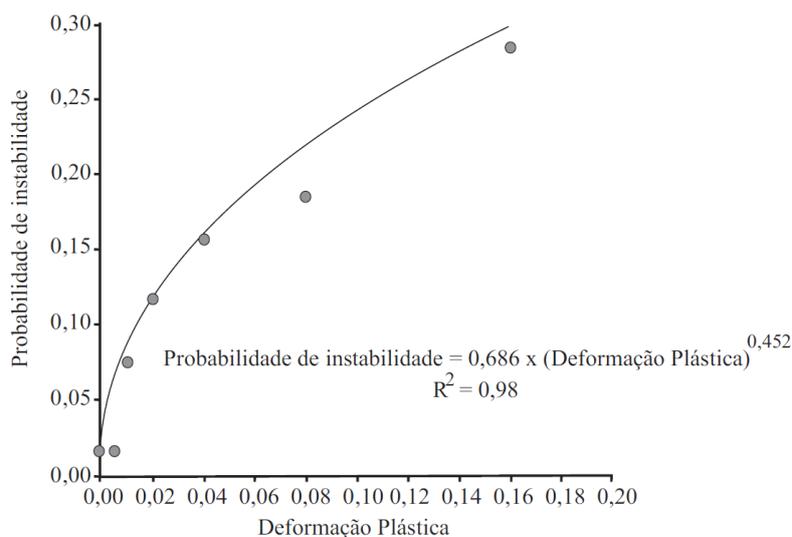


Figura 2.36 – Critério de instabilidade baseado somente na deformação plástica (modificado de Cepuritis *et al.*, 2010).

Cepuritis *et al.* (2010) sugeriram então que, a condição de estabilidade, em qualquer ponto do maciço rochoso, numericamente, resultava da combinação entre a velocidade e a deformação plástica, conforme descrito na Tabela 2.4.

Tabela 2.4 – Condições de estabilidade com base em critérios de velocidade e deformação plástica (modificado de Cepuritis *et al.*, 2010).

Velocidade	Deformação Plástica	Condição de Estabilidade	Critério de Estabilidade
Alta	Alta	Muito Instável	Limite Superior
Alta	Baixa	Muito Instável	Limite Superior
Baixa	Alta	Instável	Limite Inferior
Baixa	Baixa	Muito Estável	

2.6.3. MÉTODOS OBSERVACIONAIS

Os métodos observacionais, aplicados à análise da diluição não planejada de minério, têm como objetivo a delimitação tridimensional da superfície dos realces. A partir da delimitação da superfície observada de um realce, é possível determinar o valor da diluição não planejada, ocorrida em um realce, por meio da diferença entre superfície observada e superfície planejada. Por conseguinte, utilizam-se os métodos observacionais como forma de avaliar a eficiência de métodos empíricos e/ou numéricos, em dimensionar os realces (Mah, 1997).

A delimitação tridimensional da superfície de um realce pode ser executada, utilizando dois sistemas distintos. O primeiro refere-se ao uso convencional de estação total para medição das superfícies do realce (Figura 2.37). O uso do equipamento de estação total apresenta algumas desvantagens como, demanda elevada de tempo, problemas associados à segurança do trabalho na execução das medições, e eventualmente, falta de qualidade dos dados, como consequência de problemas associados à restrição da linha de visada (Villaescusa, 2014).

O segundo sistema refere-se ao uso do sistema de monitoramento de cavidades (SMC), desenvolvido pelo *Noranda Technology Centre*, em Montreal, Canadá. O SMC foi desenvolvido para obter informações tridimensionais, sobre volume e forma de espaços vazios, com acurácia e de forma imediata (Figura 2.38). Por vezes, o sistema de monitoramento de cavidades é denominado como escâner a laser, por apresentar um sistema de feixes a laser, responsáveis por realizar as medições (Oliveira, 2012; Villaescusa, 2014).

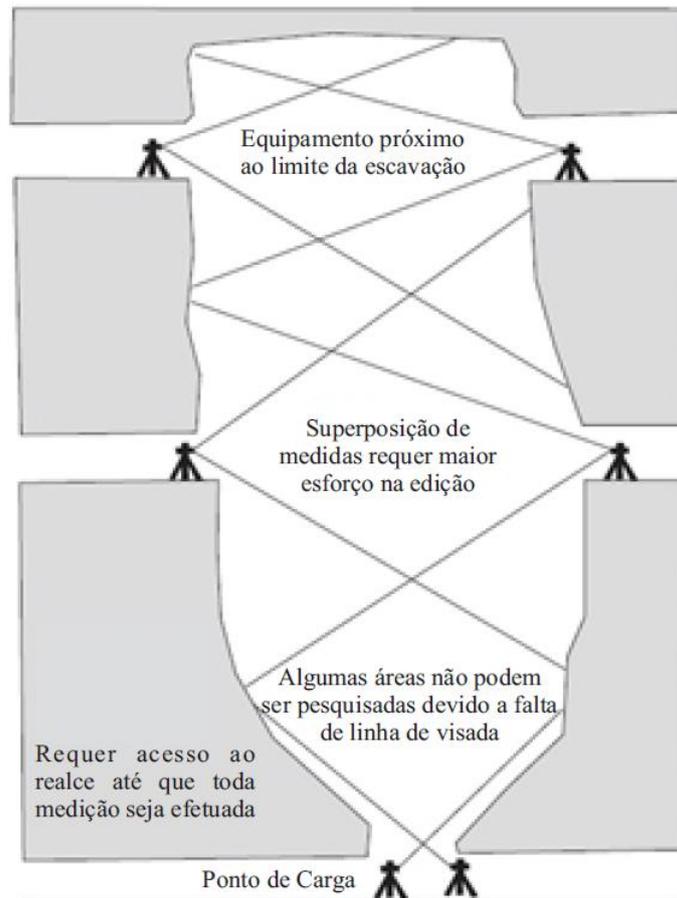


Figura 2.37 – Ilustração do uso de estação total na medição da superfície de um realce (modificado de Gilbertson em 1995, citado por Villaescusa, 2014).

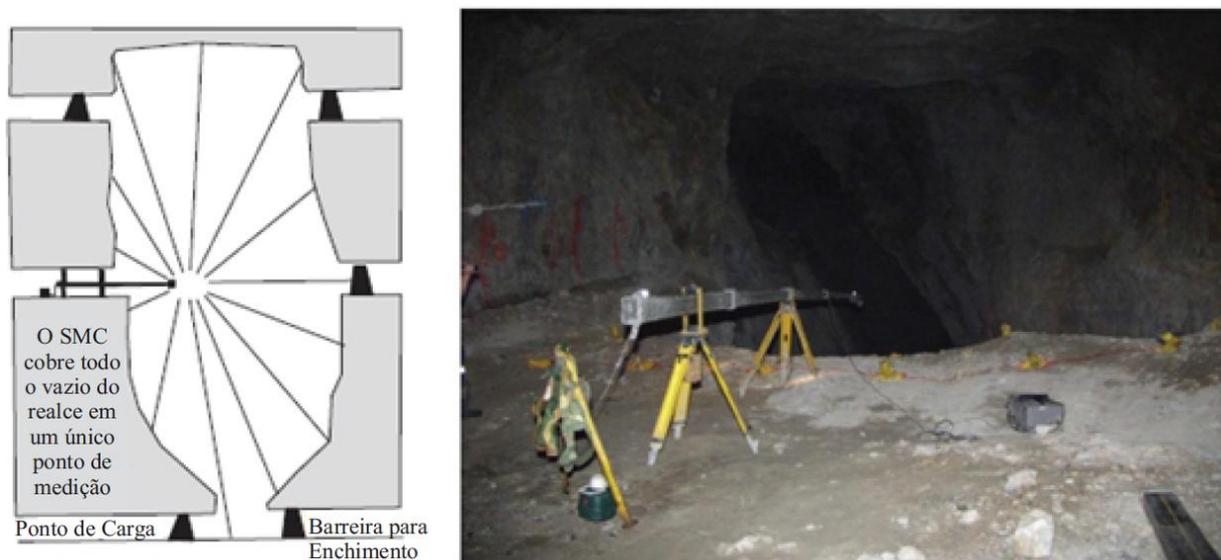


Figura 2.38 – Ilustração do uso do CMS na medição da superfície de um realce (modificado de Gilbertson em 1995, citado por Villaescusa, 2014).

2.7. MÉTODOS PROBABILÍSTICOS

Segundo Assis (2002), diferentes métodos probabilísticos permitem obter a distribuição de probabilidade de uma variável dependente, em função do conhecimento das distribuições estatísticas das variáveis independentes, que geram a variável dependente. Dentre estes métodos, aqueles mais utilizados em estatística aplicada são três: método de Monte Carlo; método FOSM (*First-Order of the Second-Moment*); método dos pontos de estimativa (Rosenblueth, 1975 e 1981). Estes métodos são apresentados a seguir, de forma resumida.

2.7.1. MÉTODO DE MONTE CARLO

O método de Monte Carlo permite obter a distribuição de probabilidade de uma variável dependente, por meio de um processo sucessivo de simulações. Em cada simulação, um conjunto particular de valores das variáveis independentes, sorteados aleatoriamente, é utilizado para obter um valor da variável dependente. Desta forma, geram-se os valores da variável dependente. Somente a partir de um grande número de simulações, obtém-se a função distribuição de probabilidade da variável dependente (Figura 2.39). Com base nesta função, efetuam-se as análises de probabilidade sobre a variável dependente (Maia, 2007).

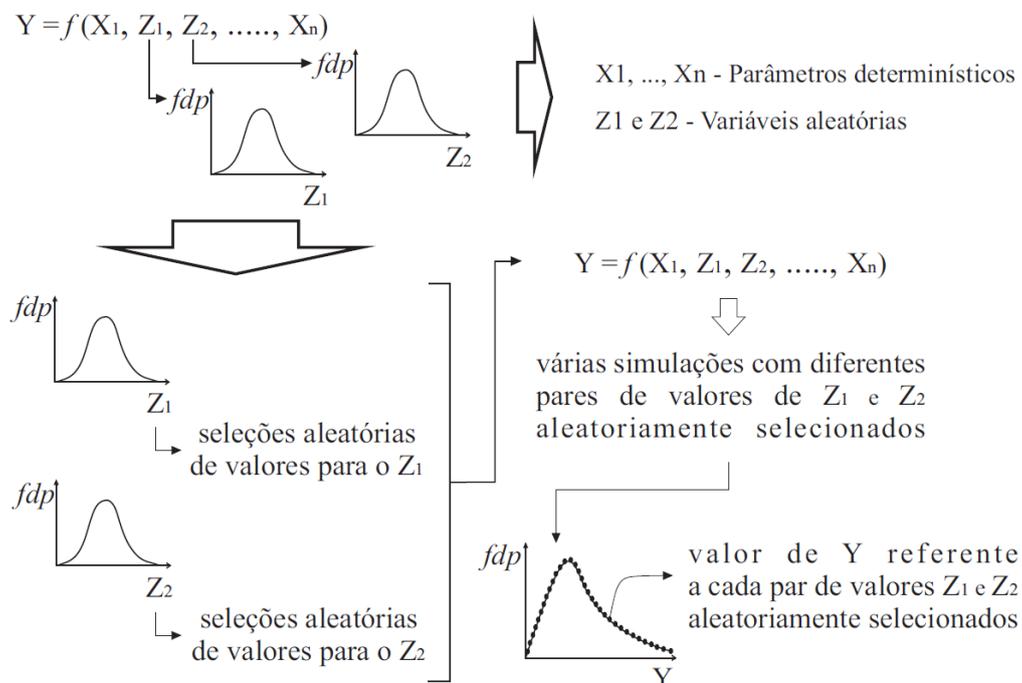


Figura 2.39 – Ilustração esquemática de aplicação do método de Monte Carlo (modificado de Maia, 2007).

A principal vantagem deste método é a capacidade em obter a distribuição teórica completa da variável dependente, razão pela qual o método é referido como um método exato. Como desvantagem, cita-se o elevado tempo para realizar as numerosas simulações (Assis, 2002).

2.7.2. MÉTODO FOSM

O método FOSM (*First-Order of the Second-Moment*) baseia-se no truncamento da expansão em séries de Taylor da função. As entradas e saídas são expressas por valores esperados (médios) e desvio padrão. Diferentemente do método de Monte Carlo, onde é necessário conhecer a distribuição de probabilidade das variáveis independentes, no método FOSM, basta conhecer os valores dos momentos estatísticos das distribuições das variáveis independentes, responsáveis por gerar a variável dependente (Assis, 2002).

Supondo que, x_1, x_2, \dots, x_n são variáveis aleatórias independentes, responsáveis por gerar a variável dependente Y, por meio de:

$$Y = F(X) = F(x_1, x_2, \dots, x_n) \quad (2.14)$$

e considerando que, os valores médios do vetor X são descritos por:

$$\bar{X} = [\bar{x}_1, \bar{x}_2, \dots, \bar{x}_n] \quad (2.15)$$

então, o valor esperado da variável dependente pode ser expresso por:

$$E[Y] = F(\bar{X}) = F(\bar{x}_1, \bar{x}_2, \dots, \bar{x}_n) \quad (2.16)$$

onde, $E[Y]$ é o valor esperado da variável dependente Y e $\bar{x}_1, \bar{x}_2, \dots, \bar{x}_n$ são os valores médios das variáveis independentes (Dell'Avanzi, 1995).

Já a variância da variável dependente é obtida a partir da expansão da função $F(X)$, sob a forma de série de Taylor, em torno do valor médio \bar{X} , conforme descrito por:

$$F(X) = F(\bar{X}) + \frac{F'(\bar{X})}{1!} (X - \bar{X})^1 + \frac{F''(\bar{X})}{2!} (X - \bar{X})^2 + \dots + \frac{F^{N-1}(\bar{X})}{(N-1)!} (X - \bar{X})^{N-1} + R_N \quad (2.17)$$

onde, $F^{(n)}(\bar{X})$ é a n-ésima derivada avaliada para $X = \bar{X}$, R_N é o resto, que pode ou não ser zero.

Truncando a série anterior no termo de 1ª ordem, reescreve-se a Equação 2.17 como:

$$F(X) = F(\bar{X}) + \frac{F'(\bar{X})}{1!}(X - \bar{X})^1 \quad (2.18)$$

Por último, efetuando manipulações algébricas sobre a Equação 2.18, chega-se a:

$$V[Y] = V[F(X)] = \sum_{i=1}^n \left(\frac{\delta F(X)}{\delta x_i} \right)^2 \times V[x_i] \quad (2.19)$$

onde, $V[Y]$ e $V[F(X)]$ representam a variância da variável dependente, x_i são as variáveis independentes, $\delta F(x)/\delta x_i$ são as derivadas parciais da função $F(X)$ em relação a cada variável independente, e $V[x_i]$ é a variância referente a cada variável independente.

Na Equação 2.19, a variância da variável dependente é obtida do somatório dos produtos, entre os quadrados das derivadas parciais da função $F(X)$ e as respectivas variâncias de cada variável independente. Ou seja, a variância de Y assemelha-se à média ponderada das variâncias das variáveis x_1, x_2, \dots, x_n , cujo fator ponderador é função da influência de cada variável independente sobre a variável dependente. Da Equação 2.19, obtém-se o desvio padrão, que por definição é a raiz quadrada da variância. Assim, expressa-se a variável dependente Y , por meio do valor esperado e do desvio padrão (Dell'Avanzi, 1995; Assis, 2002; Maia, 2007).

As desvantagens do método FOSM são os requisitos necessários à derivação, os quais, geralmente, não são elementares. No entanto, estas derivadas podem ser calculadas numericamente, de forma aproximada. Por último observa-se que o método de Monte Carlo é considerado um método exato, porque obtém a função distribuição de probabilidade completa da variável dependente, e o método FOSM é considerado um método aproximado, porque a forma da função distribuição de probabilidade da variável dependente é assumida como sendo normal, lognormal ou outra forma de distribuição de probabilidade. A vantagem do método FOSM, em relação ao método Monte Carlo, é a execução mais rápida dos cálculos. Enquanto o método de Monte Carlo exige um número elevado de simulações, o método FOSM exige $n+1$ análises, para n variáveis independentes (Assis, 2002).

2.7.3. MÉTODO DOS PONTOS DE ESTIMATIVA

O método dos pontos de estimativa, ou método das estimativas pontuais, foi apresentado por Rosenblueth (1975 e 1981), motivo pelo qual este método é também conhecido como método probabilístico de Rosenblueth, ou simplesmente método de Rosenblueth.

Em muitos problemas de engenharia as incertezas referentes aos dados e às teorias são significantes, a tal ponto que um tratamento probabilístico torna-se obrigatório. Entretanto, análises determinísticas são empregadas na busca para a solução de tais problemas, devido às complicações decorrentes de uma análise probabilística rigorosa. O método de Rosenblueth propõe um procedimento simples de cálculo, o qual permite superar as deficiências de um método determinístico na busca da solução de um problema, sacrificando a acurácia de uma análise probabilística rigorosa (Rosenblueth, 1981). Quanto à acurácia das análises probabilísticas, Assis (2002) observa que este método somente compromete ligeiramente a acurácia, se as dispersões das variáveis independentes envolvidas forem muito grandes.

O método de Rosenblueth, assim como o método de FOSM e diferente do método de Monte Carlo, baseia-se nos momentos estatísticos das distribuições das variáveis independentes, responsáveis por gerar a variável dependente. O método de Rosenblueth estima os momentos estatísticos (valor esperado, desvio padrão etc.) da variável dependente, em função das variáveis aleatórias independentes, para as quais se conheçam pelos menos dois momentos, valor esperado e desvio padrão, sem a necessidade de conhecer as distribuições de probabilidade completa das variáveis independentes ou da dependente (Assis, 2002).

Feitas as alegações anteriores, apresentam-se as estimativas dos momentos estatísticos, valor esperado e desvio padrão, da variável dependente, obtidas pelo método de Rosenblueth. Supondo uma função bem definida, dependente de duas variáveis independentes, descrita por:

$$Y = F(X) = F(x_1, x_2) \quad (2.20)$$

onde, Y é a variável dependente, X é o vetor das variáveis independentes, e x_1 e x_2 são as variáveis independentes.

O valor esperado da variável dependente Y pode ser expresso por:

$$E[Y] = p_{--} \times Y_{--} + p_{-+} \times Y_{-+} + p_{+-} \times Y_{+-} + p_{++} \times Y_{++} \quad (2.21)$$

onde, E[Y] é o valor esperado da variável dependente, p_{--} , p_{-+} , p_{+-} e p_{++} são, respectivamente, as probabilidades de ocorrência simultânea das variáveis independentes x_{1-} e x_{2-} , x_{1-} e x_{2+} , x_{1+} e x_{2-} , e x_{1+} e x_{2+} .

Estas probabilidades são descritas pelas seguintes equações:

$$p_{--} = P[x_{1-}] \times P[x_{2-}] \quad (2.22)$$

$$p_{-+} = P[x_{1-}] \times P[x_{2+}] \quad (2.23)$$

$$p_{+-} = P[x_{1+}] \times P[x_{2-}] \quad (2.24)$$

$$p_{++} = P[x_{1+}] \times P[x_{2+}] \quad (2.25)$$

e Y_{--} , Y_{-+} , Y_{+-} , e Y_{++} , são os valores estimados da variável dependente, respectivamente, para cada ocorrência simultânea das variáveis independentes x_{1-} e x_{2-} , x_{1-} e x_{2+} , x_{1+} e x_{2-} , e x_{1+} e x_{2+} .

Os termos x_{1-} , x_{2-} , x_{1+} e x_{2+} são valores das variáveis independentes, obtidos da combinação dos valores médios, de cada variável independente, acrescidos ou decrescidos dos respectivos valores de desvio padrão. A Tabela 2.5 e a Tabela 2.6 ilustram, esquemática e respectivamente, a obtenção dos valores x_{1-} , x_{2-} , x_{1+} e x_{2+} , e as estimativas da variável dependente Y_{--} , Y_{-+} , Y_{+-} , e Y_{++} (Dell'Avanzi, 1995; Assis, 2002).

Tabela 2.5 – Obtenção dos valores das variáveis independentes

Variável Independente	Definição da Variável Independente
x_1	x_{1-} $\bar{x}_1 - \sigma_{x_1}$
	x_{1+} $\bar{x}_1 + \sigma_{x_1}$
x_2	x_{2-} $\bar{x}_2 - \sigma_{x_2}$
	x_{2+} $\bar{x}_2 + \sigma_{x_2}$

Onde, \bar{x}_1 e \bar{x}_2 são os valores médios das variáveis independentes x_1 e x_2 , respectivamente, e σ_{x_1} e σ_{x_2} são os desvios padrão das variáveis independentes x_1 e x_2 , respectivamente.

Tabela 2.6 – Estimativas da variável dependente

Variável Dependente Estimada	Parâmetros de Cálculo	
	Probabilidade de Ocorrência Simultânea das Variáveis Independentes	Variáveis Independentes
Y_{--}	p_{--}	x_{1-} e x_{2-}
Y_{-+}	p_{-+}	x_{1-} e x_{2+}
Y_{+-}	p_{+-}	x_{1+} e x_{2-}
Y_{++}	p_{++}	x_{1+} e x_{2+}

No caso em que, as variáveis independentes apresentam distribuições simétricas ou uma assimetria que possa ser desconsiderada, as probabilidades p_{--} , p_{-+} , p_{+-} e p_{++} serão todas iguais a $\frac{1}{4}$. Desta forma, a Equação 2.21 pode ser reescrita sob a forma de:

$$E[Y] = \frac{Y_{--} + Y_{-+} + Y_{+-} + Y_{++}}{4} \quad (2.26)$$

E a estimativa da variância, $V[Y]$, pode ser obtida, por:

$$V[Y] = E[Y^2] - (E[Y])^2 \quad (2.27)$$

A partir da Equação 2.27, obtém-se o desvio padrão, o qual por definição é a raiz quadrada da variância. Desta maneira, pode-se expressar a variável dependente Y , por meio do valor esperado e do desvio padrão (Rosenblueth, 1981; Dell'Avanzi, 1995; Assis, 2002).

O número de análises demandado pelo método de Rosenblueth é 2^n análises, onde n representa o número de variáveis independentes. Assim como o método FOSM, o método das estimativas pontuais é considerado um método aproximado, porque a forma da função distribuição de probabilidade, da variável dependente, é assumida como sendo normal, lognormal ou outra forma de distribuição de probabilidade (Assis, 2002). Na Figura 2.40, ilustra-se, de maneira esquemática, uma aplicação do método de Rosenblueth.

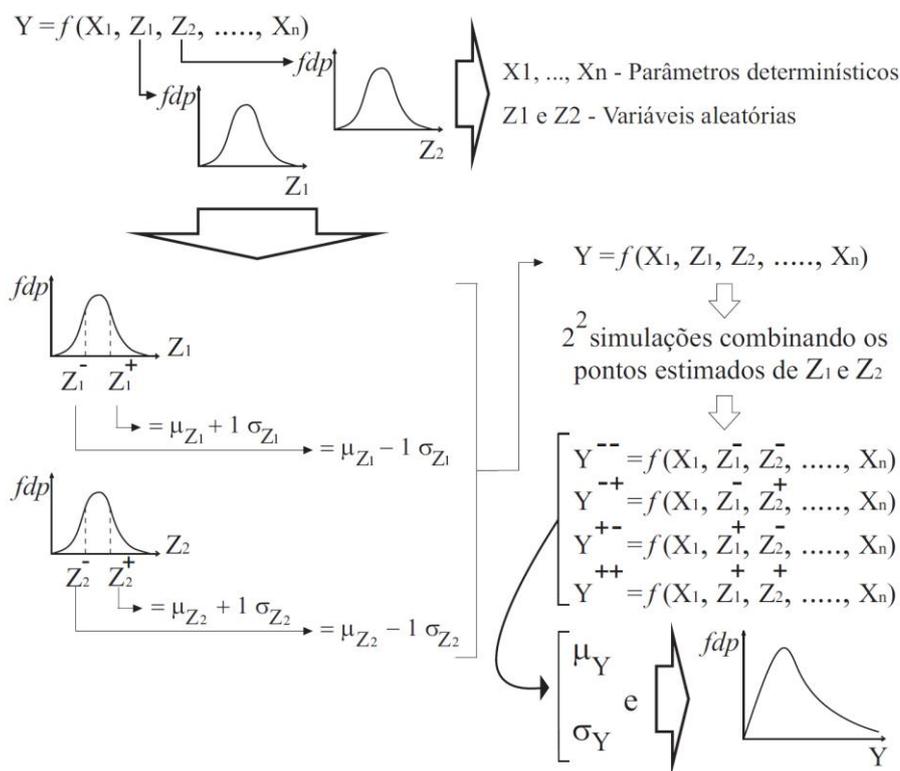


Figura 2.40 – Ilustração esquemática da aplicação do método de Rosenblueth.

A vantagem do método Rosenblueth é a facilidade em realizar uma análise probabilística, quando comparado aos demais métodos probabilísticos. A desvantagem do método é o elevado número de análises, quando há três ou mais variáveis independentes, que apresentam elevada influência sobre a determinação dos valores da variável dependente (Assis, 2002).

3. METODOLOGIA

O trabalho de pesquisa foi desenvolvido por meio de uma sequência coordenada de atividades, as quais podem ser reunidas em três etapas: análise das condições geomecânicas, dos parâmetros do maciço rochoso e das condições operacionais da mina; análise numérica do problema de diluição não planejada de minério; e gerenciamento de risco aplicado à diluição não planejada de minério.

A primeira etapa, análise das condições geomecânicas, dos parâmetros do maciço rochoso e das condições operacionais da mina, consiste em caracterizar as variáveis, que condicionam o problema da diluição não planejada de minério, nos realces de mina. Nesta etapa, utilizaram-se os programas *Dips*, *Statistica* e *RocLab*. O programa *Dips*, da Rocscience Inc., foi utilizado para descrever a orientação (direção e mergulho) das famílias de descontinuidades, presentes nos maciços rochosos da mina. A utilização do programa *Dips* foi possível, mediante licença de uso, disponível no Programa de Pós-Graduação em Geotecnia da UnB. O programa *Statistica*, da Statsoft, foi utilizado para descrever, de forma estatística, os parâmetros da rocha intacta, obtidos a partir de ensaios de laboratório. A utilização do programa *Statistica* foi possível, mediante licença de uso, disponível no Departamento de Estatística da UnB. Por último, o programa *RocLab*, da Rocscience Inc., foi utilizado para obter parâmetros dos maciços rochosos da mina. A utilização do programa *RocLab* foi possível, por meio de acesso livre, pelo site www.rocscience.com.

A segunda etapa, análise numérica do problema de diluição não planejada de minério, consiste em simular, numericamente, a escavação de realces de mina, quantificando a diluição não planejada de minério. Realizaram-se análises numéricas simulando um caso real e um caso hipotético, de escavação de realce. Em ambos os casos foram considerados a variabilidade natural de parâmetros geotécnicos do maciço rochoso, e a variação de condições operacionais de mina. Nesta etapa, utilizaram-se os programas *CESAR-LCPC 3D* e *AutoCad*. O programa *CESAR-LCPC 3D* foi utilizado para realizar simulações numéricas tridimensionais de escavação de realces. A utilização do programa *CESAR-LCPC 3D* foi possível, mediante licença de uso, disponível no Programa de Pós-Graduação em Geotecnia da UnB. O programa *AutoCad* foi utilizado para calcular as áreas representativas da diluição não planejada de minério, identificadas em seções transversais aos realces. Estas seções transversais foram obtidas, a partir das simulações numéricas tridimensionais. A utilização do

programa AutoCad foi possível, mediante licença de uso, disponível na unidade da Votorantim Metais, em Vazante (MG).

A terceira etapa, gerenciamento de risco aplicado à diluição não planejada de minério, consiste na estruturação de um processo de decisão aplicado ao dimensionamento de realces. Este processo tem como finalidade otimizar o dimensionamento de realces de mina, quantificando a diluição não planejada de minério e sua probabilidade de ocorrência.

Como resultado deste trabalho, apresentam-se conclusões e sugestões para trabalhos futuros, pertinentes a cada uma das três etapas, anteriormente, citadas.

4. GEOLOGIA

O conhecimento geológico-geotécnico prévio e adequado do maciço rochoso, de uma mina subterrânea, é fundamental para diminuir as incertezas geológicas e, por conseguinte, minimizar os problemas inesperados na escavação do maciço. Estes problemas podem implicar em: mudança do local de escavação, como por exemplo, a mudança de vias de acesso ao corpo de minério; ou na modificação da geometria da escavação, como por exemplo, a modificação das dimensões de realces de mina. Muito embora, não seja possível identificar todas as condições geológicas, que possam condicionar problemas durante uma escavação subterrânea, é necessário empregar todos os esforços na obtenção de uma descrição, o mais completa possível, das características do maciço rochoso (Hoek & Brown, 1980).

Sob esta perspectiva e considerando que o problema da diluição não planejada de minério é um problema de mecânica das rochas, descreve-se a geologia visando dois objetivos. O primeiro objetivo é conhecer as litologias e as estruturas das rochas. Este conhecimento deve ser tal, que permita inferir a influência potencial das mesmas sobre o comportamento mecânico do maciço, ante a escavação de um realce. O segundo objetivo é compreender o estado das tensões *in situ* atuantes no âmbito da mina em estudo.

Para tanto, a descrição do ambiente geológico inicia-se com a geologia regional, passa pela geologia local, e finaliza-se com considerações sobre aspectos hidrogeológicos da mina. Estas descrições são, a seguir, apresentadas.

4.1. GEOLOGIA REGIONAL

As condições geológicas e estruturais, bem como as tensões tectônicas, presentes no âmbito de uma mina, são um produto da história geológica de uma macrorregião, onde a mesma se insere. Assim, a formação geológica, os tipos de dobras, falhas e juntas, presentes na escala de uma mina, representam uma fração de um padrão geológico estrutural mais amplo, originados a partir de processos geológicos de magnitude regional (Hoek & Brown, 1980).

Em observação às considerações anteriores, a descrição da geologia regional deve permitir a compreensão sobre o ambiente geológico, onde se insere o depósito zincífero de Vazante. A partir desta compreensão, será possível realizar as primeiras considerações geológico-geotécnicas, para o maciço rochoso do referido depósito. Estas considerações iniciais referem-

se a aspectos intrínsecos e extrínsecos, ao maciço rochoso. Os aspectos intrínsecos são aspectos litológicos e estruturais. E os aspectos extrínsecos referem-se às tensões *in situ*.

Assim, para a adequada compreensão do referido ambiente geológico, dividiu-se a abordagem da geologia regional em quatro aspectos: as unidades geológicas; as tensões tectônicas; as feições estruturais; e as implicações geotécnicas da geologia regional. Estes aspectos geológicos estão descritos a seguir.

4.1.1. UNIDADES GEOLÓGICAS

O território do Brasil esteve sujeito a múltiplos processos geológicos (Bartorelli & Haralyi, 2009). Estes múltiplos processos tornaram a Plataforma Brasileira composta por um conjunto de províncias estruturais (Figura 4.1). Estas províncias podem se caracterizar como crátons, ou faixas de dobramentos (faixa móvel), ou bacias sedimentares (Bizzi *et al.*, 2003).

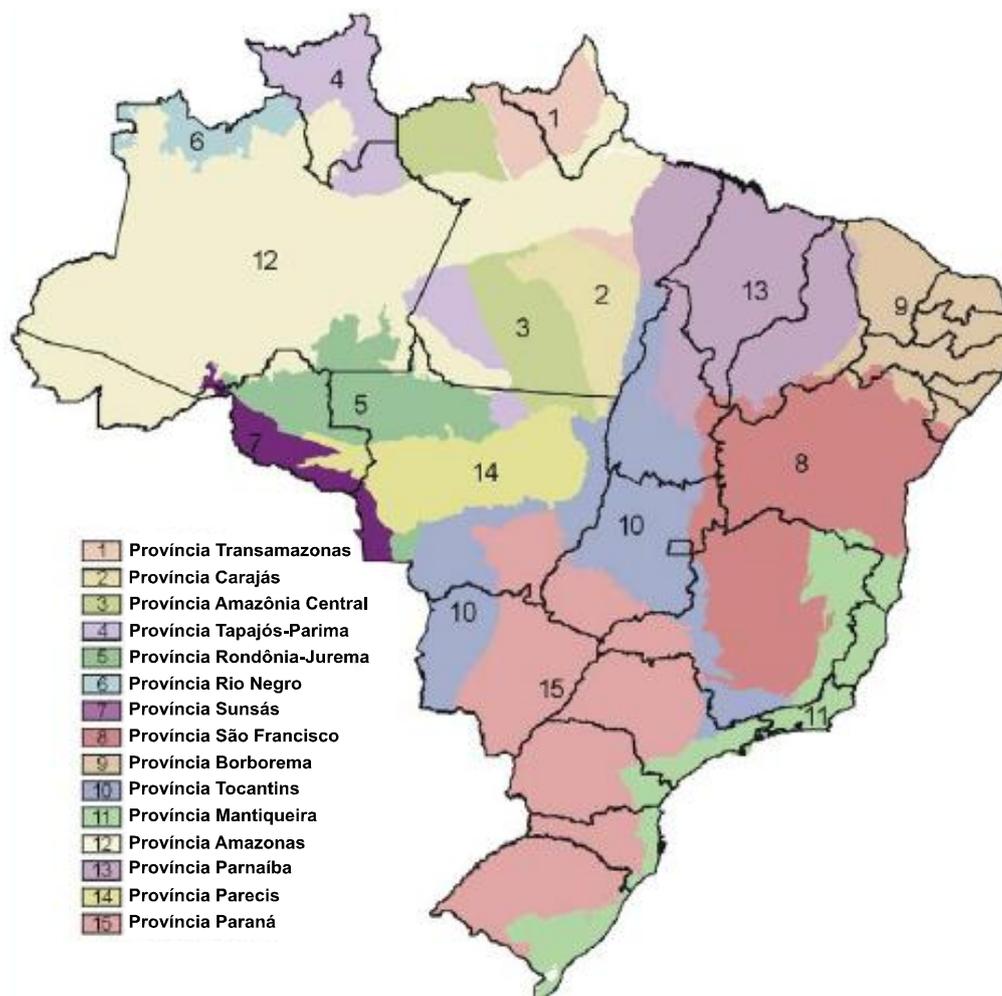


Figura 4.1 – Províncias estruturais do Brasil (Bizzi *et al.*, 2003).

Dentre estas, a Província Tocantins, identificada na Figura 4.1 sob o número 10, constitui-se em uma faixa móvel, composta pela Faixa de Dobramentos Paraguai-Araguaia e pela Faixa de Dobramentos Brasília. A Faixa de Dobramentos Brasília, ou simplesmente, Faixa Brasília, compõe-se de vários grupos geológicos, entre os quais está o Grupo Vazante. Este grupo posiciona-se no extremo leste do segmento sul da Faixa Brasília, margeando a borda oeste do Cráton São Francisco (Figura 4.2). É nesta unidade geológica, que se insere o depósito zincífero de Vazante-MG (Dardenne, 2000; Valeriano *et al.*, 2008).

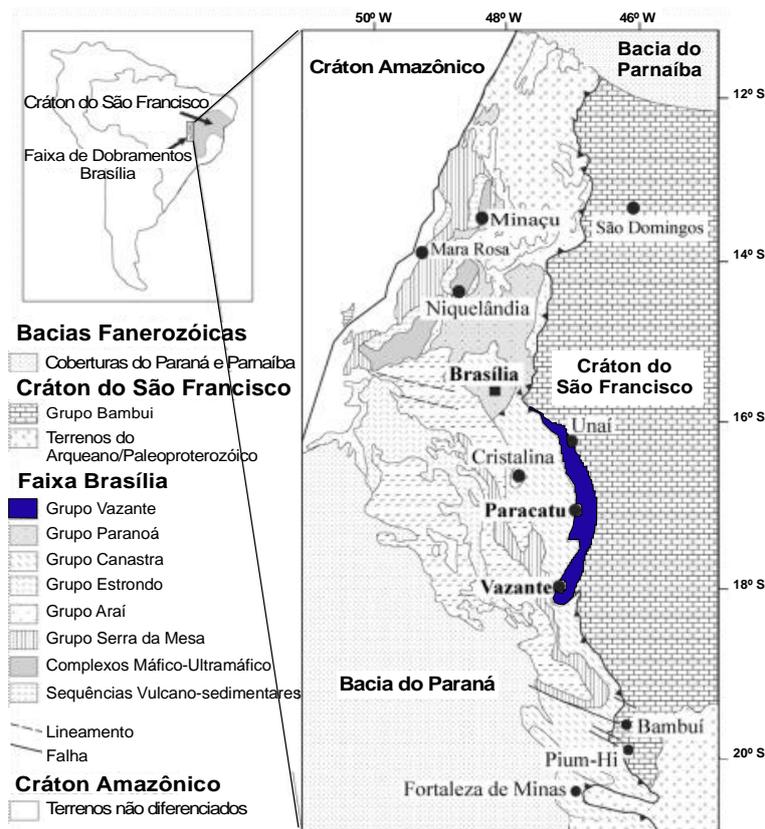


Figura 4.2 – Posição do Grupo Vazante na Faixa Brasília (modificado de Azmy *et al.*, 2008).

O Grupo Vazante consiste em metassedimentos formados por espessa sequência argilo-dolomítica, dividida em sete formações: Santo Antônio do Bonito; Rocinha; Lagamar; Serra do Garrote; Serra do Poço Verde; Morro do Calcário; e Lapa. Esta sequência litoestratigráfica do Grupo Vazante está ilustrada na Figura 4.3 (Dardenne & Schobbenhaus, 2001).

As unidades hospedeiras, da mineralização de zinco de Vazante, são os membros Pamplona Inferior e Morro do Pinheiro Superior (Figura 4.3). Estas unidades compõem-se de sequências metassedimentares pelito-carbonáticas de origem marinha (Monteiro, 2002).

Coluna	Depósitos Minerais	Descrição	Membro	Formação	Grupo	
		Filitos cinza	Serra da Anta	Paracatu	CANASTRA	
	Au - Morro do Ouro	Filitos carbonosos c/ intercalações de quartzitos	Morro do Ouro			
		Filitos verdes calcíferos	Serra do Landim			
			M Ardósias carbonatadas cinza Lentes de dolomitos Ardósias carbonatadas pretas	Serra da Lapa Velosinho	Lapa	VAZANTE
	Pb-Zn - Morro Agudo	L Bioherma estromatolítica c/ fácies de brechas e dolarenitos	Pamplona Superior	Morro do Calcário		
		K Dolomitos rosados c/ esteiras estromatolíticas, nódulos de barita e gretas de ressecamento	Pamplona Médio	Serra do Poço Verde		
	Zn - Vazante	J Ardósias cinza-esverdeado c/ intercalações de dolomitos rosados	Pamplona Inferior			
		I Dolomitos cinza-escuro c/ esteiras estromatolíticas e <i>bird's eyes</i>	Morro do Pinheiro Sup.			
		H Dolomitos cinza-claro a rosados c/ níveis de brechas e dolarenitos	Morro do Pinheiro Inf.	Serra do Garrote		
		G Ardósias c/ raras lentes de quartzitos				
	F Bioherma estromatolítico	Sumidouro	Lagamar			
		E Conglomerados	Arrependido	Rocinha		
	Fosforito 3 - Lagamar	D Ritmitos	Sio. Antônio do Bonito			
	Fosforito 2 - Rocinha	C Ardósias cinza-escuro, piritosas e fosfatadas				
		B Ritmitos				
	Fosforito 1 - Coromandel Diamictito	A Intercalações de quartzitos, Fosforitos, diamictitos e ardósias				

Figura 4.3 – Coluna litoestratigráfica do Grupo Vazante (Dardenne & Schobbenhaus, 2001).

4.1.2. TENSÕES TECTÔNICAS REGIONAIS

As tensões tectônicas originam-se a partir de forças induzidas pela dinâmica interna do planeta e delas decorrem os movimentos de massa, denominados movimentos tectônicos. Conhecer a evolução tectônica de uma unidade geológica permite inferir as tensões atuantes no momento de sua formação, a partir dos movimentos tectônicos (Hasui & Costa, 1988).

Desta forma, a compreensão sobre a evolução tectônica da Província Tocantins permite inferir a direção e o sentido da tensão principal maior (σ_1), no momento de formação desta unidade geológica. Esta tensão é a mesma atuante na formação da Faixa Brasília e do Grupo Vazante. Assim, o entendimento sobre o cenário das tensões tectônicas, no âmbito regional do Grupo Vazante, baseia-se na compreensão sobre a evolução tectônica da Província Tocantins.

Uma análise resumida da evolução tectônica da Província Tocantins está descrita no Apêndice A. Com base nesta análise, inferiu-se a direção da tensão principal maior (σ_1), atuante no final da formação do Grupo Vazante. A referida tensão era horizontal, compressiva e orientava-se na direção NW-SE. Quanto à magnitude das tensões na região do Grupo Vazante, há indicadores que sinalizam para uma magnitude baixa, porém não são conclusivos.

4.1.3. FEIÇÕES ESTRUTURAIS REGIONAIS

As feições estruturais regionais (Figura 4.4) estão em concordância com a direção dos esforços compressivos NW-SE, descritos anteriormente. O arcabouço regional, do segmento sul da Faixa Brasília, caracteriza-se por contatos de baixo ângulo entre as sequências metassedimentares, bem como, a formação de empurrões e dobramentos com vergência E-SE, como se observa na Figura 4.4 (Dardenne, 2000; Rostirolla *et al.*, 2002).

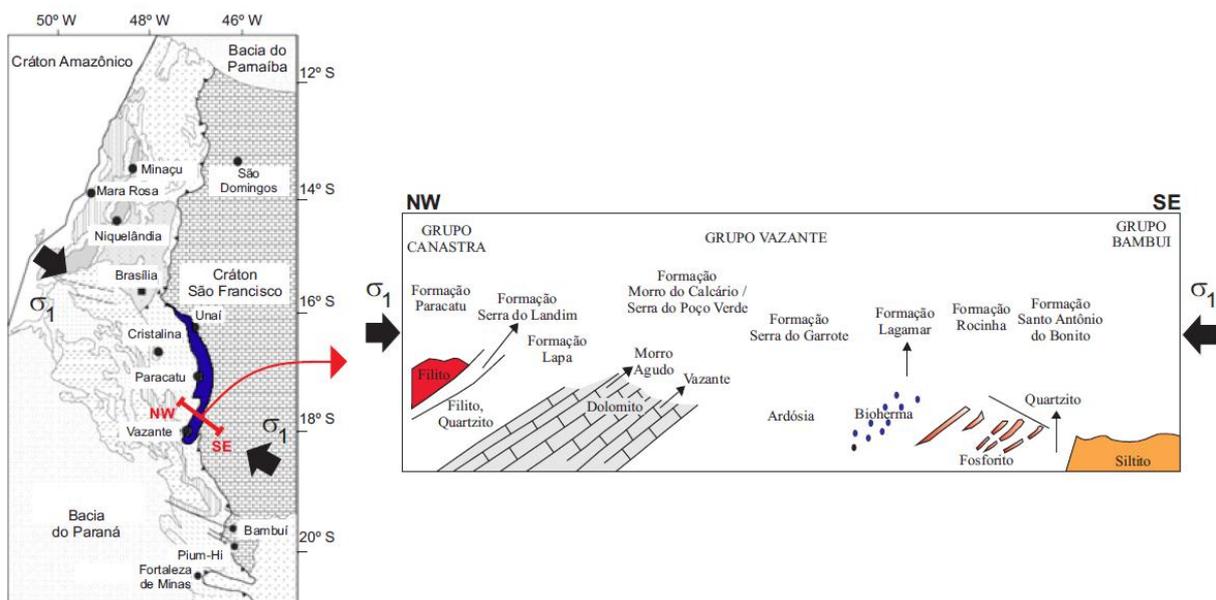


Figura 4.4 – Seção transversal NW-SE do Grupo Vazante (modificado de Azmy *et al.*, 2008; e de Monteiro, 2002).

4.1.4. IMPLICAÇÕES GEOTÉCNICAS DA GEOLOGIA REGIONAL

As observações, sobre a geologia regional do depósito zincífero de Vazante-MG, permitem algumas considerações geotécnicas preliminares. Estas análises estão descritas nos próximos três parágrafos, e referem-se, respectivamente, à litologia das rochas encaixantes do referido depósito, às tensões principais e às feições estruturais.

No que tange à litologia, a análise do perfil litoestratigráfico do Grupo Vazante (Figura 4.3) permite observar que, as rochas encaixantes ao minério de zinco de Vazante compõem-se por litologias metassedimentares pelito carbonáticas. A fração pelítica sugere a presença de argilas, o que implica na presença de minerais filossilicáticos. Estes minerais, sob condições de tensões, reorientam-se, originando planos de foliação, que representam planos de fraqueza. Já a fração carbonática, além de apresentar planos de acamamento (S_0), é susceptível à dissolução, o que favorece a formação de ambientes cársticos (Frasca & Sartori, 2009).

Quanto às tensões, a análise da evolução tectônica da Província Tocantins, presente no Apêndice A, demonstra que, a tensão principal maior (σ_1) caracteriza-se por ser um esforço horizontal e compressional, cuja orientação é NW-SE (Dardenne, 2000). Quanto à magnitude deste esforço, no âmbito do Grupo Vazante, há indicadores geológicos que, sinalizam para uma condição de tensões com baixa magnitude.

Por último, reserva-se uma atenção aos planos de acamamento (S_0), das rochas encaixantes ao minério. Devido ao evento compressional, houve um basculamento das camadas de dolomito (Figura 4.4). Em face deste basculamento, e por se tratar de um plano de fraqueza, deve-se avaliar a posição relativa entre o plano de acamamento (S_0) e as superfícies dos realces.

4.2. GEOLOGIA LOCAL

A descrição da geologia local estrutura-se nas abordagens sobre a Zona de Cisalhamento Vazante (ZCV), a geologia de mina e as implicações geotécnicas da geologia local. As abordagens sobre a ZCV e a geologia de mina distinguem-se pela escala da análise. Na primeira parte, a escala da análise é 1:25.000 e o objetivo é compreender o cenário geológico-geotécnico da ZCV, local onde se insere a mina em estudo. Na segunda parte, a escala da análise é 1:100, o que representa uma escala de geologia de mina, cujo objetivo é uma descrição inicial da ZCV e de suas rochas encaixantes, na capa (HW) e na lapa (FW).

4.2.1. ZONA DE CISALHAMENTO VAZANTE - ZCV

O depósito zincífero de Vazante (MG) está associado a uma estrutura tectônica denominada Zona de Cisalhamento Vazante (ZCV), ou Falha Vazante (FV). Esta se constitui em uma importante estrutura tectônica do Ciclo Brasileiro e, por conseguinte sua formação está relacionada à evolução tectônica da Província Tocantins. A ZCV (Figura 4.5), estende-se por 12 km e caracteriza-se por ser uma falha transcorrente sinistral, dúctil-rúptil, cuja direção de mergulho e o mergulho são $320^{\circ}/60^{\circ}-70^{\circ}$ (Dardenne, 2000). As atitudes da ZCV assemelham-se àquelas referentes aos planos de fraqueza crustal do embasamento do Grupo Vazante. Estes planos de fraqueza estão descritos por Marini *et al.* (1981) e Pinho (1990) no Apêndice A, especificamente, no item que trata da evolução tectônica da Província Tocantins.

As litologias básicas, identificadas no contexto desta escala de análise, são: a brecha de falha ou hidrotermal, que compõe a estrutura tectônica da ZCV; e as seqüências metassedimentares pelito-carbonáticas, já descritas na coluna litoestratigráfica do Grupo Vazante (Figura 4.3). Estas seqüências metassedimentares referem-se a dois litotipos carbonáticos e um litotipo pelítico (Figura 4.5). Os litotipos carbonáticos são os dolomitos rosa e cinza presentes, respectivamente, na capa (HW) e na lapa (FW) da ZCV. O litotipo pelítico é o filito carbonoso, inserido discordantemente nestes dolomitos.

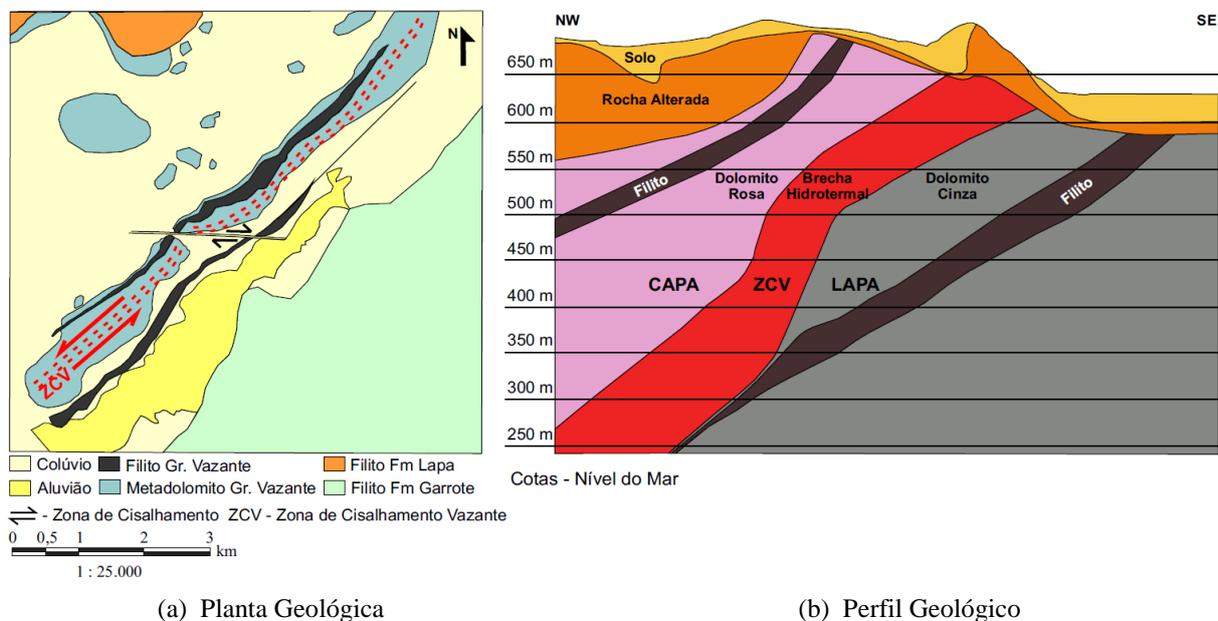


Figura 4.5 – Geologia da ZCV (a) planta geológica (modificado de IPT, 2004) e (b) perfil geológico (modificado de Magalhães & Cella, 2009).

No que se refere ao estado de tensões, inicialmente, deve-se compreender as análises cinemática e dinâmica do último evento da evolução tectônica de um ambiente geológico. A análise cinemática refere-se à reconstrução dos movimentos ocorridos durante a formação e deformação das rochas. E a análise dinâmica refere-se à interpretação das tensões, que produziram estas deformações (Davis & Reynolds, 1996). A importância destas análises deve-se ao fato que as tensões do último evento podem ser aquelas vigentes no ambiente, caso não tenham sido sobrepostas por outro evento mais recente (Hasui & Mioto, 1992).

A evolução tectônica da ZCV foi estudada por Pinho (1990) e Rostirolla *et al.* (2002). As análises destes trabalhos estão descritas no Apêndice A, de forma resumida. A partir destas análises, é possível observar que os autores divergem quanto à natureza do último evento tectônico e, por conseguinte, sobre a orientação das tensões principais. A análise do trabalho de Rostirolla *et al.* (2002) sugere que, as tensões principais, maior e menor, eram horizontais, e a intermediária era vertical. Já o trabalho de Pinho (1990), assim como o de Dardenne & Schobbenhaus (2001), sugere que o último evento corresponde a um relaxamento da fase compressional, o qual foi responsável por gerar falhas normais com direção NW, na mina. A partir desta interpretação é possível inferir que a tensão principal maior era vertical, e as demais eram horizontais. Logo, a princípio, há duas interpretações para o estado de tensões *in situ* (Figura 4.6), referente ao último evento tectônico de formação da ZCV.

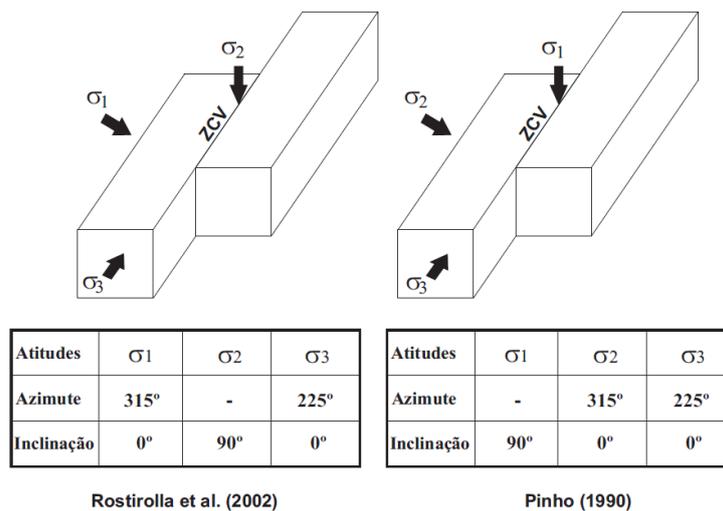


Figura 4.6 – Interpretação das tensões principais no último evento de formação da ZCV.

No que tange à magnitude destas tensões, as análises descritas no Apêndice A, sobre a evolução tectônica da ZCV, sugerem uma condição de baixa magnitude. Quanto às feições estruturais identificadas nesta escala de análise, as principais estruturas orientam-se nas

direções NW-SE e NE-SW (Figura 4.7). As estruturas NW-SE são interpretadas como fraturas extensionais, e as NE-SW como juntas de cisalhamento. As respectivas estruturas posicionam-se paralela e obliquamente à direção da tensão principal maior (σ_1), responsável por gerá-las. Há, ainda, as estruturas EW, falhas transcorrentes dextrais, as quais, embora menos frequentes, ocorrem como estruturas maiores (Rostirolla *et al.*, 2002; IPT, 2004). Na oportunidade observa-se que a Mina Vazante é dividida, basicamente, em três grandes regiões denominadas Lumiadeira, na região mais a SW da mina, Morro da Usina, na região mais central da mina, e Sucuri, na região mais a NE da mina, conforme ilustrado na Figura 4.7.

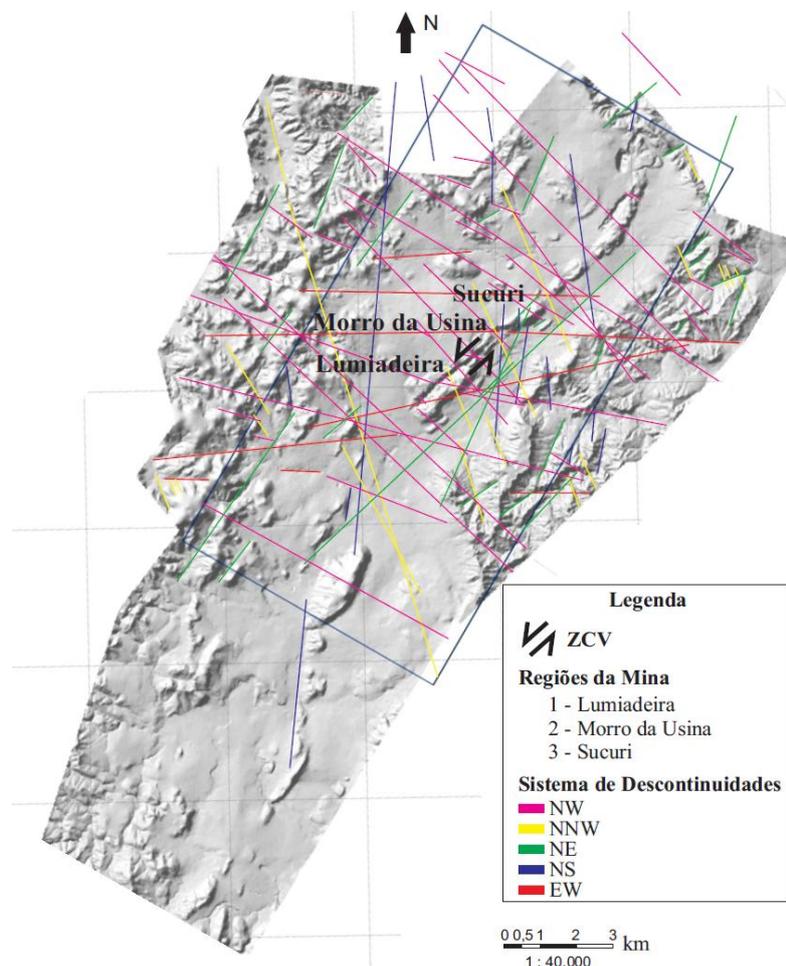


Figura 4.7 – Principais estruturas na escala da ZCV (modificado de IPT, 2004).

4.2.2. GEOLOGIA DE MINA

A mina em estudo, como observado no item anterior, desenvolve-se ao longo de uma estrutura tectônica de falha. Portanto, julga-se importante compreender a anatomia de uma falha para, posteriormente, descrever as principais litologias presentes nesta mina.

As falhas raramente apresentam superfícies simples ou zonas de espessura constante. Na verdade, em sua maioria, as falhas são estruturas complexas formadas por uma quantidade imprevisível de elementos estruturais. Esta condição implica em tipos variados de falhas, e dificulta a obtenção de um modelo simples para descrevê-las. Portanto, na maioria dos casos, faz-se uma distinção entre o núcleo da falha e a zona de dano (Figura 4.8). O núcleo da falha representa uma ou várias superfícies de deslizamento, onde diversos tipos de brechas podem ser encontrados, e cuja espessura pode variar entre milimétrica até muitos metros. A zona de dano é o volume no entorno do núcleo, a qual se caracteriza por estruturas de deformação rúptil, em uma densidade maior que a densidade média no local (Fossen, 2013).

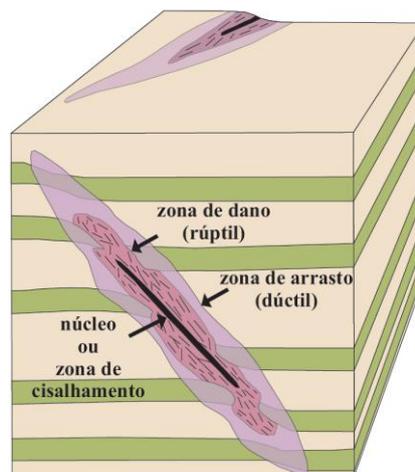


Figura 4.8 – Anatomia simplificada de uma falha (modificado de Fossen, 2013).

Baseando-se na anatomia de falha, definem-se as principais litologias identificadas na escala da geologia de mina. No núcleo da falha, encontra-se a brecha willemítica ou mineralizada. Na zona de dano, a brecha dolomítica. E além dos limites da zona de dano, os dolomitos cinza e rosa presentes, respectivamente, na lapa (FW) e na capa (HW) da falha.

Quanto ao estado de tensões, assumem-se as orientações observadas para as tensões principais, na Figura 4.6. No que se refere às estruturas, observou-se *in loco* que, as principais feições associam-se a estruturas primárias da rocha original e a estruturas que refletem o comportamento deformacional da rocha.

As feições associadas às estruturas primárias referem-se ao plano de acamamento (S_0) e ao bandamento composicional das sequências metassedimentares. Em geral, estas feições apresentam direção NE-SW e mergulho NW, análogo às descrições da geologia regional. Já as feições associadas ao comportamento deformacional da rocha, orientam-se nas direções

NW-SE e NE-SW e correspondem àquelas descritas por Rostirolla *et al.* (2002) e pelo IPT (2004). As descrições, sobre as litologias e as respectivas famílias de descontinuidades, são apresentadas no Capítulo 5 e nos Apêndices C e D.

4.2.3. IMPLICAÇÕES GEOTÉCNICAS DA GEOLOGIA LOCAL

As descrições sobre a geologia local do depósito zincífero de Vazante-MG, associadas àquelas sobre a geologia regional, permitem estruturar um modelo geológico-geotécnico preliminar, para a região da mina analisada (Figura 4.9). Neste modelo, apresentam-se as referências iniciais sobre as litologias, as estruturas e as tensões *in situ* presentes na mina.

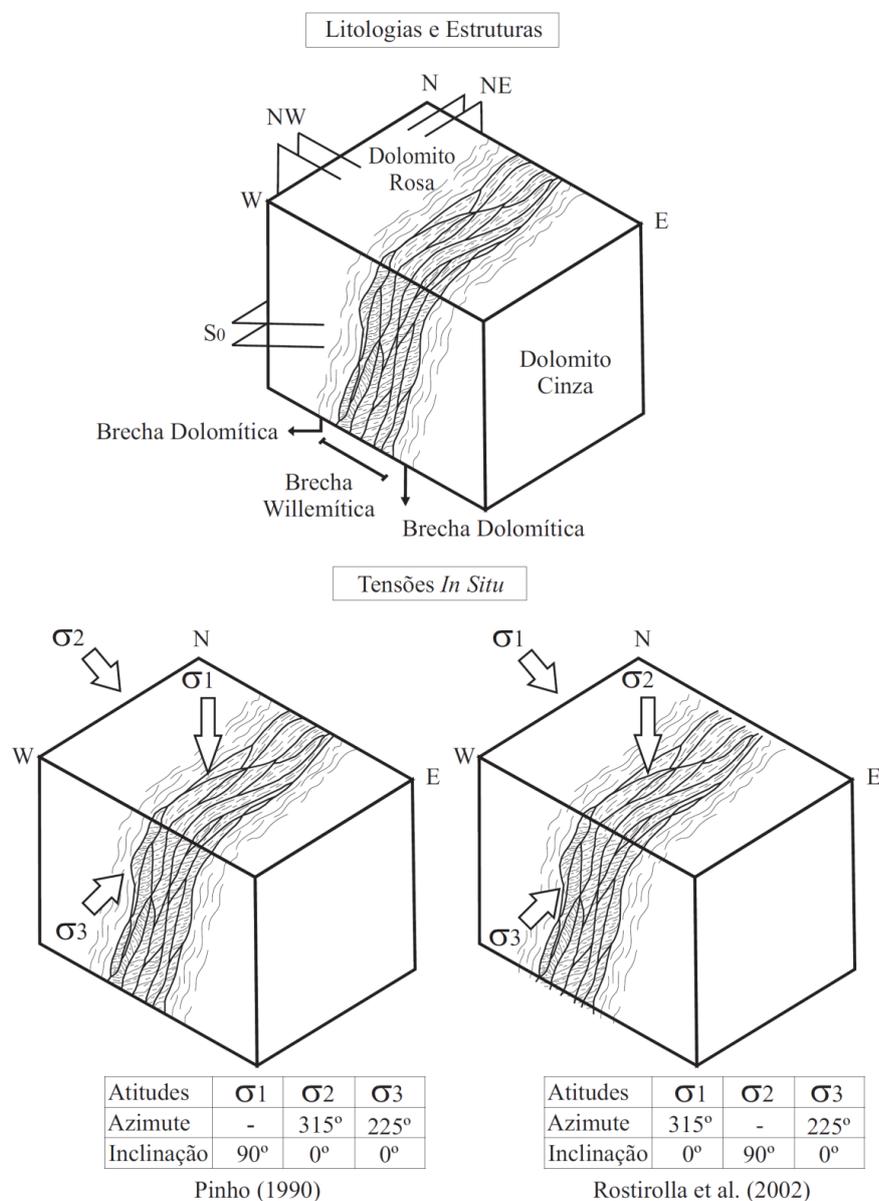


Figura 4.9 – Modelo geológico-geotécnico preliminar (modificado de IPT, 1994a).

Com base neste modelo preliminar e considerando a escavação dos realces e suas respectivas zonas de influência, pode-se delinear a estratégia para a caracterização geomecânica do maciço da mina. Uma vez que, os realces são escavados nas brechas willemíticas possivelmente suas zonas de influência afetem as brechas e os dolomitos. A intensidade com que estas litologias são afetadas está associada às condições de tensões *in situ*, entre outros fatores. Portanto, a estratégia em questão consiste na caracterização geomecânica dos maciços rochosos, associados às brechas e aos dolomitos, bem como, na definição do tensor de tensões *in situ*. Esta caracterização está descrita no próximo capítulo.

4.3. HIDROGEOLOGIA

A região onde se localiza a mina Vazante caracteriza-se pela presença de um fluxo hídrico subterrâneo. Este fluxo hídrico (Figura 4.10) é condicionado por uma elevada diferença de potencial hidráulico (Δh), entre as áreas de recarga, localizadas a NW, e as áreas de descarga, localizadas a SE (Bittencourt 2008). Na área da mina, o fluxo é controlado, principalmente, pelas famílias de juntas e falhas apresentando direção NW e EW (Rostirolla *et al.*, 2002; IPT, 2005).

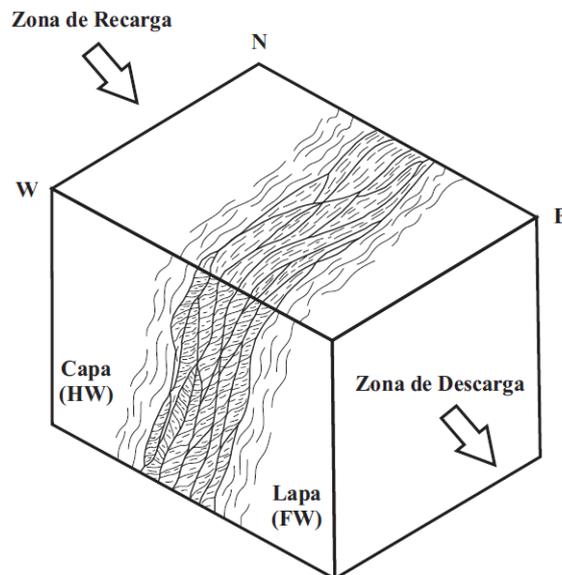


Figura 4.10 – Áreas de recarga e descarga (modificado de IPT, 1994a).

A vazão média anual bombeada está condicionada à evolução espaço temporal da mina. Em 2008, registrou-se uma vazão média anual igual a $6.300 \text{ m}^3/\text{h}$, considerada a terceira maior vazão de água bombeada em mina subterrânea, no mundo (Bhering, 2009). Já em 2013, em

decorrência da expansão da mina, esta vazão média subiu para um patamar, aproximadamente, igual a 10.000 m³/h (Nascimento, 2013a).

4.3.1. IMPLICAÇÕES GEOTÉCNICAS DA HIDROGEOLOGIA

A principal preocupação da empresa, com o fluxo hídrico subterrâneo, é o rebaixamento controlado do lençol freático. Como a mina situa-se em um ambiente cárstico, o controle sobre o rebaixamento tem como objetivo, evitar a formação de dolinas (*sinkholes*) na superfície (Figura 4.11).

No que tange à estabilidade dos realces, o fluxo hídrico não interfere na estabilidade dos mesmos. O motivo é que, os blocos lavrados posicionam-se dentro do cone de rebaixamento, do lençol freático da mina. Entretanto, a ação indireta deste fluxo pode intervir na estabilidade dos realces, por meio da condição de alteração imposta ao maciço rochoso. Esta ação está abordada na caracterização geomecânica do maciço da mina, no próximo capítulo.



Figura 4.11 – Dolinas na região de Vazante, MG (Bittencourt *et al.*, 2008).

5. CARACTERIZAÇÃO GEOTÉCNICA DA MINA

O comportamento mecânico de um maciço rochoso, sujeito à influência da escavação de um realce, depende de condições geomecânicas do maciço e de condições operacionais (Figura 5.1). As condições geomecânicas abrangem fatores intrínsecos e extrínsecos ao maciço. Os fatores intrínsecos referem-se às características da rocha intacta e das descontinuidades do maciço. Os fatores extrínsecos referem-se às condições circunstanciais presentes no maciço, as quais, neste estudo, são as condições de tensões *in situ* e de fluxo de água subterrânea. Já as condições operacionais, neste estudo, referem-se à sequência de lavra, às dimensões do realce, ao desmonte de rochas e às características do enchimento. Cabe observar que, enquanto as condições geomecânicas são susceptíveis a restritas modificações, como o reforço do maciço, as condições operacionais podem ser modificadas e controladas de forma ampla.

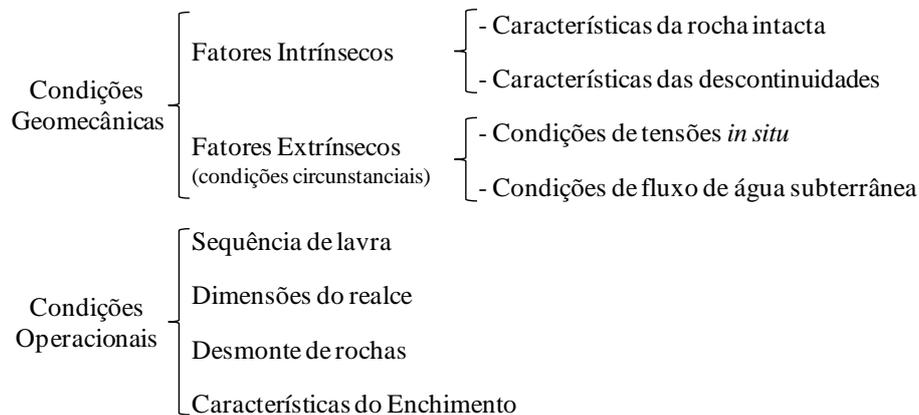


Figura 5.1 – Condições geomecânicas e operacionais consideradas neste trabalho.

Desta forma, a caracterização geotécnica da mina compõe-se de uma caracterização geológico-geotécnica do maciço e uma caracterização operacional de lavra. A primeira descreve as condições geomecânicas, enquanto a segunda descreve as condições operacionais.

5.1. CARACTERIZAÇÃO GEOLÓGICO-GEOTÉCNICA

A caracterização geológico-geotécnica é um procedimento de descrição e quantificação das condições de um maciço, que isolada ou conjuntamente, condicionam o seu comportamento, perante solicitações impostas por uma obra de engenharia ou pela própria natureza. Nas escavações subterrâneas, de túnel e mina, a caracterização geológico-geotécnica constitui-se em prática fundamental, como forma de avaliar a qualidade do maciço a ser escavado. O planejamento e a execução destas investigações geológico-geotécnicas devem observar dois

requisitos. O primeiro é ater-se à descrição e à quantificação das condições do maciço, pertinentes ao problema geotécnico analisado. O segundo é gerar informações, cuja qualidade satisfaça à sofisticação dos métodos de projeto (empíricos, analíticos ou numéricos), utilizados no planejamento e execução das escavações (Franciss em 1974 citado por Serra Júnior & Ojima, 2009; Bieniawski, 1992; Stille & Palmström, 2003; A'ssim & Xing, 2010).

Neste estudo, a descrição e a quantificação das condições geotécnicas do maciço rochoso, bem como, a qualidade destas informações, visam atender à análise numérica do problema de diluição não planejada de minério, considerando a variabilidade dos parâmetros geotécnicos. Para tanto, as investigações geológico-geotécnicas devem caracterizar quatro condições geotécnicas. A primeira condição geotécnica é a representação e a descrição dos componentes litoestruturais do maciço rochoso, em especial, aqueles presentes na capa (HW) do realce, que podem influenciar a diluição em questão. A segunda condição geotécnica é a determinação dos parâmetros geotécnicos do maciço, nas áreas analisadas. A terceira condição geotécnica é a definição das tensões *in situ*. E a quarta condição é a descrição do fluxo de água subterrânea.

A primeira condição geotécnica, a representação e a descrição dos componentes litoestruturais do maciço, é obtida por meio de: mapeamento geológico-geotécnico; descrição quantitativa das principais famílias de descontinuidades; e descrição do RQD. A segunda condição geotécnica, os parâmetros do maciço, é obtida a partir da análise estatística dos resultados dos ensaios de laboratório, e com base na etapa anterior. A terceira condição geotécnica, a condição das tensões *in situ*, é obtida por meio da análise das medições e dos indicadores de tensões *in situ*. Já a quarta condição geotécnica, a condição do fluxo de água subterrânea, é obtida por meio da compreensão sobre o processo de rebaixamento do lençol freático da mina, e por verificações *in loco*. Estas atividades, necessárias à obtenção das quatro condições geotécnicas, constituem-se em elementos da caracterização geológico-geotécnica (Figura 5.2).

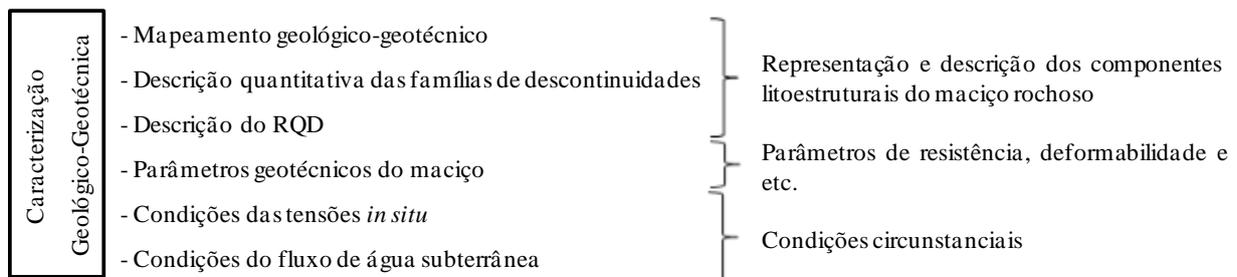


Figura 5.2 – Elementos da caracterização geológico-geotécnica.

5.1.1. MAPEAMENTO GEOLÓGICO-GEOTÉCNICO

O mapeamento geológico-geotécnico é um método de investigação, cujo produto é uma representação generalizada de todos os componentes do ambiente geológico identificados na escala mapeada. Esta representação do ambiente geológico, associada à compreensão sobre as solicitações impostas a este ambiente por uma obra de engenharia, permite avaliações qualitativas iniciais sobre a potencialidade de problemas geotécnicos (de Souza *et al.*, 2009).

A representação parcial do maciço rochoso da Mina Vazante foi obtida, por meio de mapeamentos executados em determinadas travessas da mina, descritos no Apêndice C. A razão em mapear as travessas está no fato destas posicionarem-se ortogonalmente à ZCV, o que expõe as unidades geológicas da capa (HW), da ZCV e da lapa (FW). Os objetivos do mapeamento são três: caracterizar as litologias e estruturas dos maciços das três unidades geológicas; avaliar a possibilidade de correlação das condições geotécnicas entre os maciços da capa (HW) e da lapa (FW); e por fim, avaliar a possibilidade de compartimentação geotécnica, horizontal e vertical, do maciço rochoso da mina. Os resultados do mapeamento, em relação aos objetivos propostos, são apresentados nos próximos parágrafos, e representam uma síntese das análises descritas no Apêndice C.

O primeiro objetivo inicia-se com a descrição das litologias, no entorno da zona de influência dos realces. As litologias identificadas (Figura 5.3) são os dolomitos cinza e rosa associados, respectivamente, às unidades geológicas da lapa (FW) e da capa (HW), e as brechas, willemítica e dolomítica, associadas à unidade geológica da ZCV. Entretanto, a disposição litológica descrita na Figura 5.3 pode variar ao longo da mina. Dentre estas variações, citam-se duas. A primeira, onde há o contato direto da brecha willemítica com dolomito rosa. A segunda, onde há o contato direto da brecha willemítica com o dolomito cinza (Figura 5.4).

Complementando o primeiro objetivo, descrevem-se as estruturas presentes nas três unidades geológicas. Para tanto, associam-se as feições estruturais presentes nas respectivas litologias, às classes de estruturas de maciço descritas no sistema GSI, Figura 5.5, sistema de classificação este descrito no Capítulo 6. Identificam-se três tipos de estruturas para as unidades geológicas em questão. Uma estrutura típica associada aos dolomitos, cinza e rosa, outra associada às brechas willemíticas, e duas associadas às brechas dolomíticas. Face a esta descrição, atribui-se a condição de homogeneidade a cada uma das três unidades geológicas.

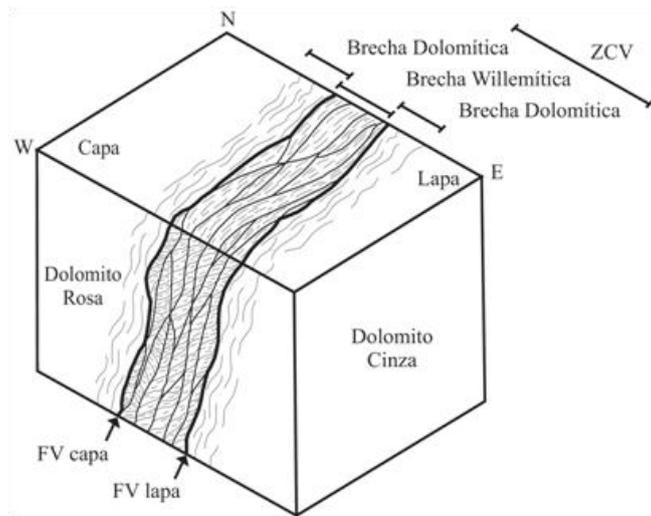


Figura 5.3 – Distribuição litológica (Modificado de IPT, 1994a).

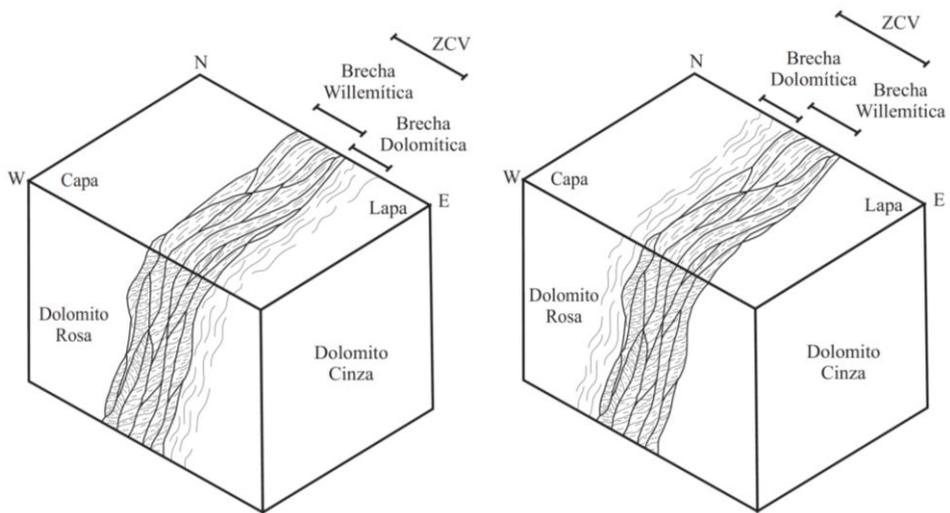


Figura 5.4 – Variações da distribuição litológica (Modificado de IPT, 1994a).

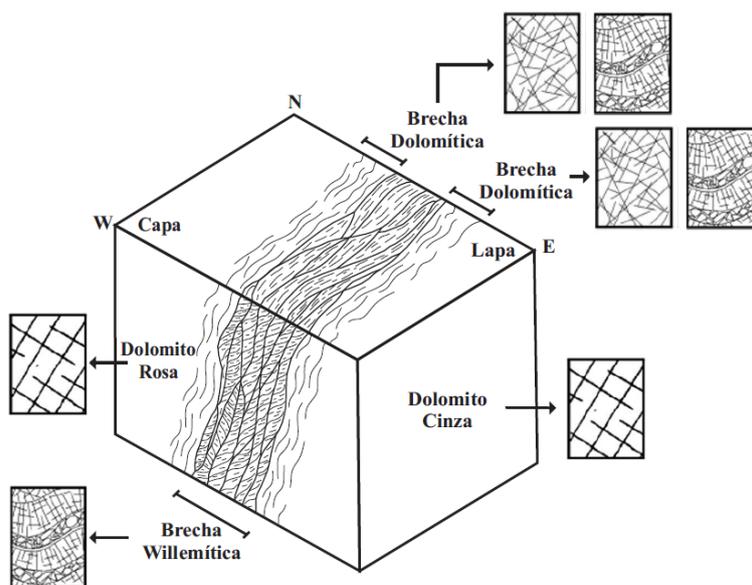


Figura 5.5 – Tipos de estruturas associadas às litologias (Modificado de IPT, 1994a).

O segundo objetivo é analisar a possibilidade de correlação das condições geotécnicas, entre os maciços da capa e da lapa. Para tanto, avaliou-se a condição de perturbação dos respectivos maciços. Observa-se que, a condição de perturbação do maciço nesta análise relaciona-se à extensão de brecha dolomítica, presente nas travessas. A razão desta relação decorre do fato que a brecha dolomítica origina-se a partir do fraturamento imposto pela ZCV, à sua zona de influência. Portanto, a extensão da referida litologia traduz o grau de fraturamento imposto pela ZCV aos maciços rochosos da lapa e da capa e, por conseguinte traduz a condição de perturbação nos mesmos. Os mapeamentos realizados não permitiram avaliações conclusivas sobre a correlação em questão, dado o pequeno número de perfis mapeados, seis. Entretanto, as avaliações iniciais sinalizam a possibilidade de uma correlação. A análise da Figura 5.6 demonstra que, em quatro dos seis perfis mapeados, a condição de perturbação do maciço da capa caracteriza-se por ser uma classe acima, àquela descrita para a lapa. Somente nos perfis do nível 345, travessa 12850, e do nível 500, travessa 9700, esta correlação não se verifica.

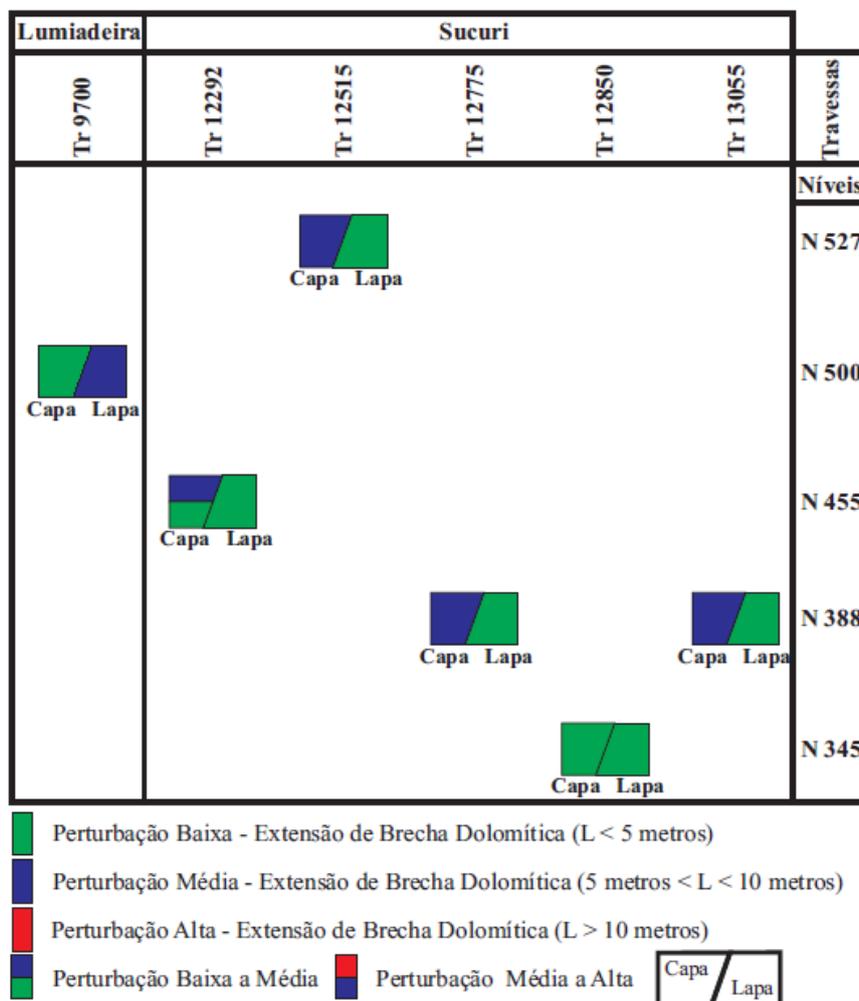


Figura 5.6 – Correlação entre as condições de perturbação dos maciços de lapa e de capa.

A importância desta correlação deve-se a dois aspectos. O primeiro é a condição da diluição não planejada de minério na Mina Vazante, segundo Couto (2012), estar intrinsecamente relacionada às condições geotécnicas da capa. O segundo é o fato que, as travessas de mina são escavadas sistematicamente na lapa, o que implica na não exposição da capa, e na avaliação geotécnica da mesma restrita a furos de sondagem. Contudo, se a correlação em questão é identificada, as avaliações das condições geotécnicas, da referida unidade, passam a ser averiguadas por furos de sondagem, e por mapeamento sistemático das travessas de lapa. Dado a importância desta correlação e devido às verificações iniciais, um estudo sistemático e detalhado sobre esta correlação pode contribuir para a caracterização do maciço da capa.

O terceiro objetivo é avaliar a possibilidade de uma compartimentação geotécnica, horizontal e vertical, do maciço rochoso da mina. Horizontalmente, o mapeamento das travessas (Tr) de lapa demonstra uma diferença litoestrutural, entre as regiões da mina. Enquanto a extensão de dolomito brechado varia entre 0,0 a 7,5 m, nas travessas mapeadas no Sucuri, no Lumiadeira, varia entre 6,4 a 34,6 m (Figura 5.7). Esta diferença sugere uma condição de fraturamento do maciço da lapa, e talvez da capa, mais intenso na região Lumiadeira, do que na região Sucuri. Para avaliar, se estas diferentes condições litoestruturais influenciam o comportamento do maciço da mina, estudos detalhados são necessários. Caso estas diferenças impliquem em comportamentos distintos, haverá uma compartimentação geotécnica horizontal do maciço.

Ressalta-se ainda que, ao longo das regiões Sucuri e Lumiadeira pode haver uma alternância, entre zonas mais e menos fraturadas. Esta suposta alternância decorreria do fato que zonas de cisalhamento, segundo Hasui & Mito (1992), compõem-se de trechos planares e curvos (arco convergente e arco divergente), os quais condicionariam regiões mais e menos fraturadas, ao longo da referida estrutura geológica, conforme ilustrado na Figura 5.8.

Verticalmente, devido ao aumento das tensões confinantes com a profundidade, supõe-se que, níveis mais profundos da mina apresentem-se menos fraturados, do que os níveis mais superficiais. Contudo, os perfis analisados não confirmaram a sugestão teórica da compartimentação vertical, como pode ser visto na Figura 5.7 e na Figura 5.9. Possivelmente, os perfis mapeados são inapropriados para esta análise. O procedimento adequado pressupõe mapear travessas em diferentes níveis, porém aproximada ou exatamente sobre o mesmo perfil. Assim, em princípio, assegura-se que os perfis mapeados posicionem-se em um mesmo trecho da zona de cisalhamento, planar ou curvo (arco divergente ou arco convergente).

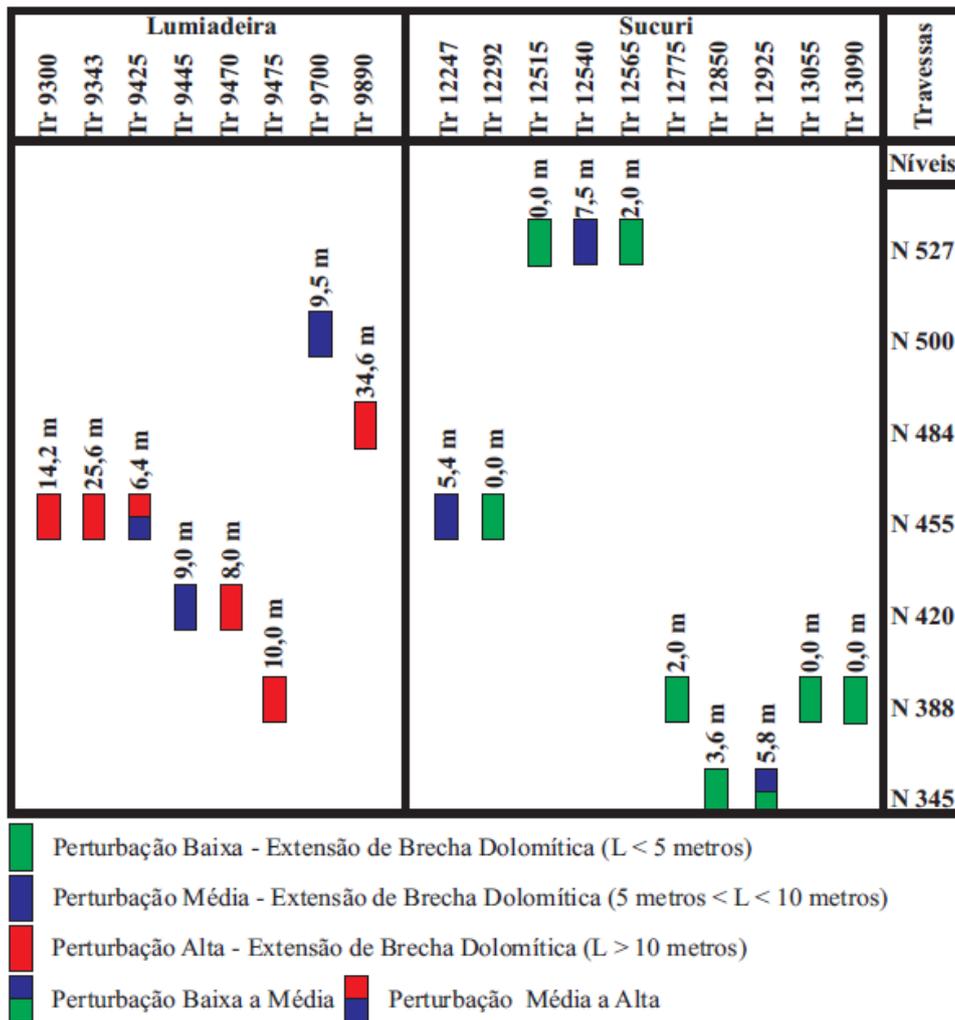


Figura 5.7 – Perturbação do maciço e extensão do dolomito brechado nas travessas de lapa.

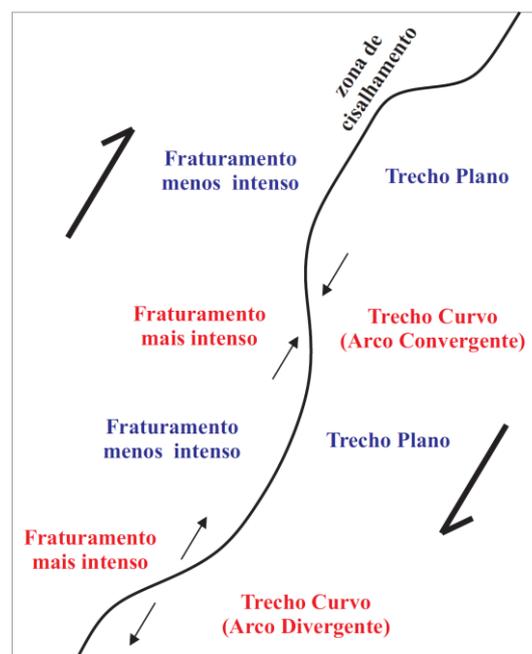


Figura 5.8 – Alternância de fraturamento ao longo de uma zona de cisalhamento.

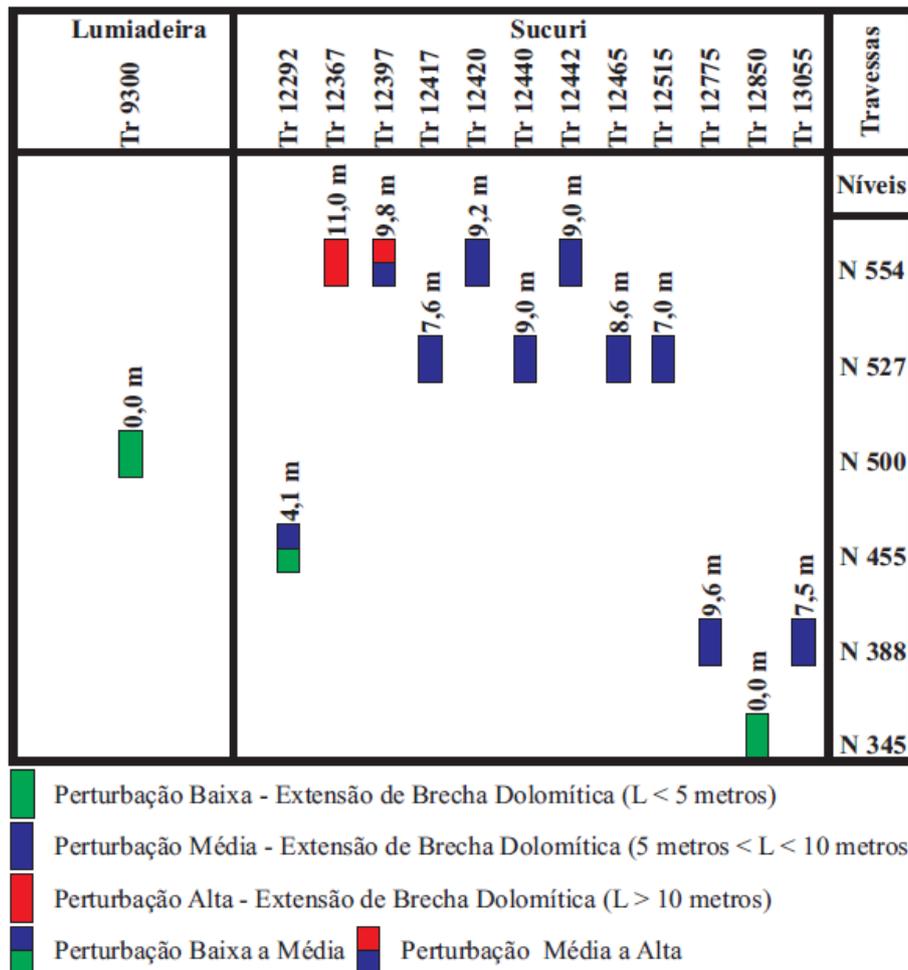


Figura 5.9 – Perturbação do maciço e extensão do dolomito brechado nas travessas de capa.

5.1.2. DESCRIÇÃO QUANTITATIVA DAS FAMÍLIAS DE DESCONTINUIDADES

As caracterizações das descontinuidades presentes nas unidades geológicas da capa (HW), da lapa (FW) e da ZCV foram obtidas por meio de mapeamentos de galerias de transporte (GT) e de minério (GM) da mina. Para caracterizar as estruturas, seguiram-se os métodos sugeridos pela ISRM (1978) para descrição quantitativa de descontinuidades. As descrições das descontinuidades, bem como, suas implicações geotécnicas estão detalhadas no Apêndice D. Neste item, apresenta-se, somente, a síntese das análises descritas no apêndice citado.

Antes de iniciar as descrições, fazem-se duas considerações. A primeira é o fato que estas descrições aplicam-se aos maciços pertencentes às classes II-A, II-B, III-A e III-B, do sistema de classificação Vazante, sistema este descrito no Capítulo 6. Estes são maciços de boa qualidade. A segunda é o fato que as descrições em questão não englobam a análise de estruturas abertas, feições cársticas, apresentando ou não fluxo intenso de água.

Feitas as ponderações anteriores, passa-se à descrição quantitativa das discontinuidades das unidades geológicas da capa (HW), da lapa (FW) e da ZCV. Posteriormente, na sequência, apresentam-se as implicações geotécnicas referentes às discontinuidades descritas.

5.1.2.1. DESCONTINUIDADES PRESENTES NA CAPA

O maciço da capa é formado por dolomito rosa. Nesta litologia, ao longo da mina, identificam-se três famílias de discontinuidades mais frequentes: família NW; família NE; e o plano de acamamento (S_0). As características das respectivas famílias encontram-se resumidas na Tabela 5.1, na Figura 5.10 e na Figura 5.11. Há ainda uma quarta família, denominada BA (baixo ângulo), mapeada em algumas travessas (Tr), descritas no Apêndice C. Porém, esta não se apresenta tão frequente no dolomito rosa, quanto às demais.

Tabela 5.1 – Descrição das famílias de discontinuidades da capa.

Família NW	Atitudes ⁽¹⁾	049/86 e 229/86		
	Persistência	Ao longo da direção de mergulho	Persistência muito baixa	< 1 m
		Ao longo da direção do plano	Persistência baixa	1 – 3 m
	Espaçamento	60 – 200 mm		
	Abertura	< 0,1 mm		
	Preenchimento	Sem preenchimento		
	Condição de Alteração	São a levemente alterada		
Ondulação e Rugosidade	Ondulada e rugosa (irregular)			
Família NE	Atitudes ⁽¹⁾⁽²⁾	141/43, 132/73 e 334/55		
	Persistência	Ao longo da direção de mergulho	Persistência muito baixa	< 1 m
		Ao longo da direção do plano	Persistência média	3 - 10 m
	Espaçamento	60 – 200 mm		
	Abertura	< 0,1 mm		
	Preenchimento	Sem preenchimento		
	Condição de Alteração	São a levemente alterada		
Ondulação e Rugosidade	Ondulada e rugosa (irregular)			
Plano de Acamamento (S_0)	Atitudes ⁽¹⁾⁽³⁾	329/17, 322/43 e 143/37		
	Persistência	Ao longo da direção de mergulho	Persistência muito alta	> 20 m
		Ao longo da direção do plano	Persistência muito alta	> 20 m
	Espaçamento	60 – 200 mm		
	Abertura	-		
	Preenchimento	-		
	Condição de Alteração	São		
Ondulação e Rugosidade	Ondulada e lisa			

⁽¹⁾As atitudes apresentadas são aquelas mais frequentes.

⁽²⁾As variações das atitudes da família NE estão associadas à variações das atitudes do S_0 .

⁽³⁾As atitudes do S_0 apresentaram dois tipos de variações, uma referente a inversão da direção de mergulho devido a uma dobra, e outra referente a um aumento do ângulo de mergulho verificado ao aproximar-se da ZCV.

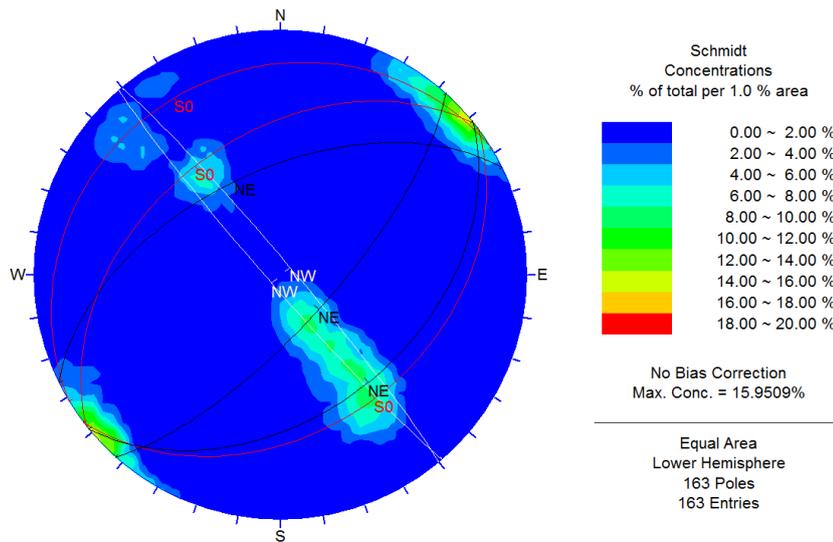


Figura 5.10 – Diagrama estatístico de polos das famílias de descontinuidades da capa (estereograma gerado pelo programa DIPS).

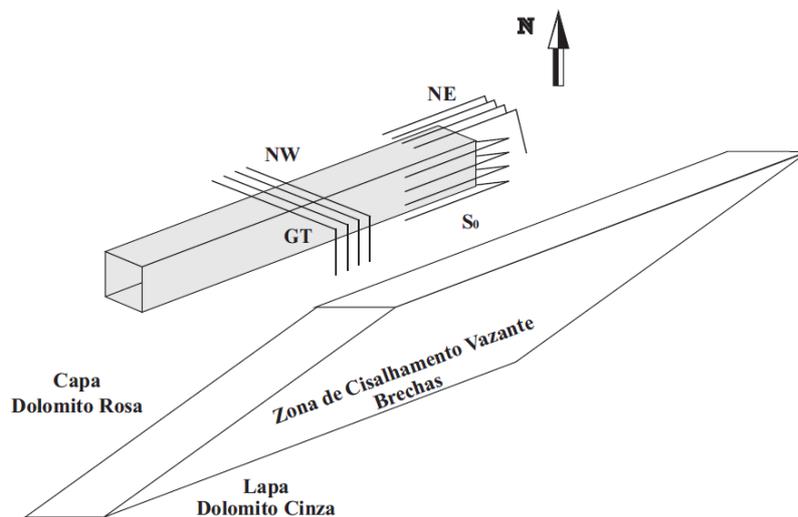


Figura 5.11 – Visão em perspectiva das famílias de descontinuidades da capa.

O plano de acamamento (S_0) e a família NE apresentam direção de plano NE, e direções de mergulho opostas. Já a família NW apresenta-se como uma estrutura discordante das demais, com direção de plano NW e ângulo de mergulho subvertical.

O plano de acamamento (S_0) apresentou duas particularidades. A primeira refere-se à inversão da direção de mergulho de NW, condição comum, para SE. Esta inversão decorre de um dobramento da camada de dolomito rosa, identificado no mapeamento das galerias de transporte (GT) e travessas (Tr) da capa, nos níveis 527 e 554 (Figura 5.12). A segunda

refere-se ao aumento do ângulo de mergulho de 17° para 43°. Os valores mais elevados do ângulo de mergulho foram medidos nas galerias de transporte (GT), nos níveis mais superiores da mina, 527 e 554. O mapeamento de travessas (Tr), descrito no Apêndice C, demonstrou também que, em diferentes níveis da mina há situações em que, o ângulo de mergulho do plano de acamamento (S_0) eleva-se à medida que se aproxima da ZCV. Contudo, tal condição não pode ser tomada como uma regra, pois o número de travessas (Tr) de capa mapeadas é pequeno e há travessas onde não se verificou tal condição. Já as variações da família NE associam-se às variações do plano de acamamento (S_0).



Figura 5.12 – Dobramento da camada de dolomito rosa na capa - travessa 12515 / nível 527.

5.1.2.2. DESCONTINUIDADES PRESENTES NA LAPA

O maciço da lapa é formado por dolomito cinza. Nesta litologia, ao longo da mina, identificam-se três famílias de descontinuidades mais frequentes: família NW; família NE; e o plano de acamamento (S_0). As características das respectivas famílias encontram-se resumidas na Tabela 5.2, na Figura 5.13 e na Figura 5.14. Há ainda uma quarta família, denominada BA (baixo ângulo). Porém, assim como no dolomito rosa presente na capa, esta família não se apresenta tão frequente no dolomito cinza, quanto as demais.

Tabela 5.2 – Descrição das famílias de descontinuidades da lapa.

Família NW	Atitudes ⁽¹⁾	050/86 e 220/87		
	Persistência	Ao longo da direção de mergulho	Persistência muito baixa	< 1 m
		Ao longo da direção do plano	Persistência baixa	1 – 3 m
	Espaçamento	60 – 200 mm e 200 – 600 mm		
	Abertura	< 0,1 mm		
	Preenchimento	Sem preenchimento		
	Condição de Alteração	São a levemente alterada		
Ondulação e Rugosidade	Ondulada e rugosa (irregular)			
Família NE	Atitudes ⁽¹⁾	315/54 e 141/60		
	Persistência	Ao longo da direção de mergulho	Persistência muito baixa	< 1 m
		Ao longo da direção do plano	Persistência média	3 - 10 m
	Espaçamento	60 – 200 mm		
	Abertura	< 0,1 mm		
	Preenchimento	Sem preenchimento		
	Condição de Alteração	São a levemente alterada		
Ondulação e Rugosidade	Ondulada e rugosa (irregular)			
Plano de Acamamento (S ₀)	Atitudes ⁽¹⁾	323/15 e 152/41		
	Persistência	Ao longo da direção de mergulho	Persistência muito alta	> 20 m
		Ao longo da direção do plano	Persistência muito alta	> 20 m
	Espaçamento	200 – 600 mm		
	Abertura	-		
	Preenchimento	-		
	Condição de Alteração	São		
Ondulação e Rugosidade	Ondulada e lisa			

⁽¹⁾As atitudes apresentadas são aquelas mais frequentes.

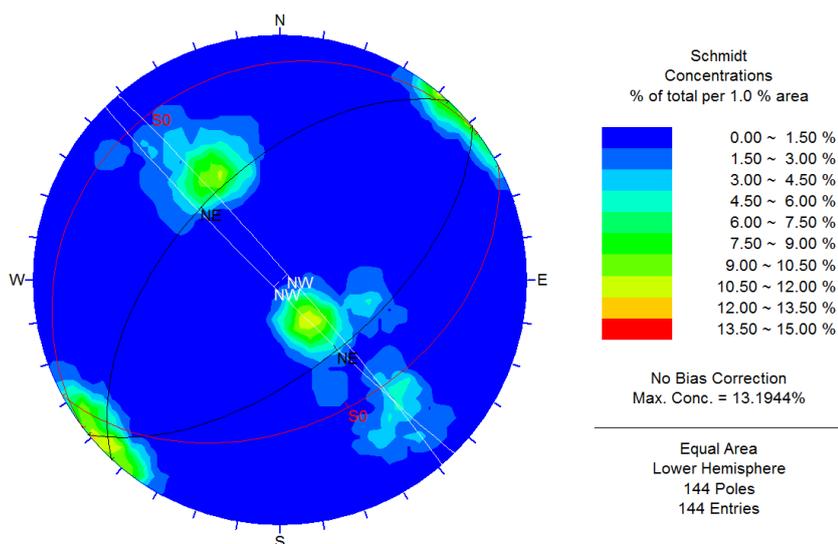


Figura 5.13 – Diagrama estatístico de polos das famílias de descontinuidades da lapa (estereograma gerado pelo programa DIPS).

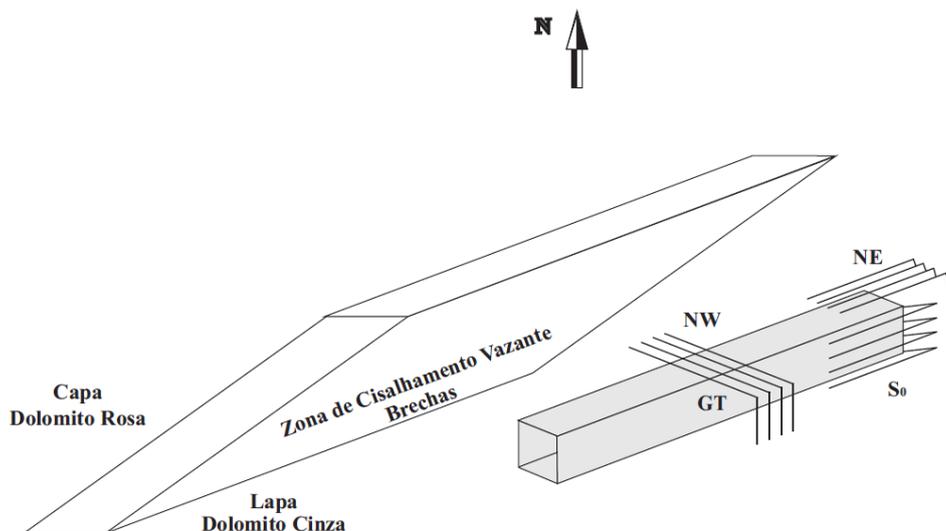


Figura 5.14 – Visão em perspectiva das famílias de descontinuidades da lapa.

A disposição das famílias é análoga àquela, descrita para as famílias de descontinuidades presentes no dolomito rosa. O plano de acamamento (S_0) e a família NE apresentam direção de plano NE e direções de mergulho opostas. E a família NW apresenta-se como estrutura discordante às anteriores, com direção de plano NW e ângulo de mergulho subvertical.

No caso dos dolomitos cinza, o plano de acamamento (S_0) apresentou somente uma particularidade. Esta se refere à inversão da direção de mergulho de NW, condição comum, para SE, análogo à condição verificada no dolomito rosa. E as variações da família NE, assim como no dolomito rosa, associam-se às variações do plano de acamamento (S_0).

5.1.2.3. DESCONTINUIDADES PRESENTES NA ZCV

A ZCV é formada pela brecha willemítica, brecha dolomítica e pelos planos da FV, de capa (HW) e de lapa (FW), que separam aquelas duas litologias. A brecha willemítica constitui-se no minério de zinco, e está delimitada pelos planos da FV, de capa (HW) e de lapa (FW). Esta litologia apresenta-se sob a forma de lentes, mais ou menos extensas, que configuram um padrão amendoado (Figura 5.3). Já as brechas dolomíticas posicionam-se na capa (HW) e na lapa (FW), justapostas aos planos da FV (Figura 5.3). Estas litologias podem apresentar um padrão amendoado, próximo àquele verificado nas brechas willemíticas, ou um padrão caótico de fraturamento. Para ambas as litologias, definem-se três famílias de descontinuidades mais frequentes: família NW; família NE; e a família BA (baixo ângulo). As características das respectivas famílias estão resumidas na Tabela 5.3, na Figura 5.15 e na Figura 5.16.

Tabela 5.3 – Descrição das famílias de descontinuidades da ZCV.

Família NW	Atitudes ⁽¹⁾	052/83 e 227/87		
	Persistência	Ao longo da direção de mergulho	Persistência muito baixa	< 1 m
		Ao longo da direção do plano	Persistência baixa	1 – 3 m
	Espaçamento	60 – 200 mm e 200 – 600 mm		
	Abertura	< 0,1 mm		
	Preenchimento	Sem preenchimento		
	Condição de Alteração	São a levemente alterada		
Ondulação e Rugosidade	Ondulada e rugosa (irregular)			
Família NE	Atitudes ⁽¹⁾	318/55 e 156/73		
	Persistência	Ao longo da direção de mergulho	Persistência alta ⁽¹⁾	10 - 20 m
		Ao longo da direção do plano	Persistência alta	10 - 20 m
	Espaçamento	60 – 200 mm e 200 – 600 mm		
	Largura	1 a 5 mm		
	Preenchimento	Cimentação e/ou metapelitos		
	Condição de Alteração	São a levemente alterada		
Ondulação e Rugosidade	Ondulada e lisa			
Família BA	Atitudes ⁽¹⁾	303/17 e 096/07		
	Persistência	Ao longo da direção de mergulho	Persistência média	3 - 10 m
		Ao longo da direção do plano	Persistência média	3 - 10 m
	Espaçamento	2000 – 6000 mm		
	Abertura	< 0,1 mm		
	Preenchimento	Sem preenchimento		
	Condição de Alteração	São a levemente alterada		
Ondulação e Rugosidade	Ondulada e lisa			

⁽¹⁾As atitudes apresentadas são aquelas mais frequentes.

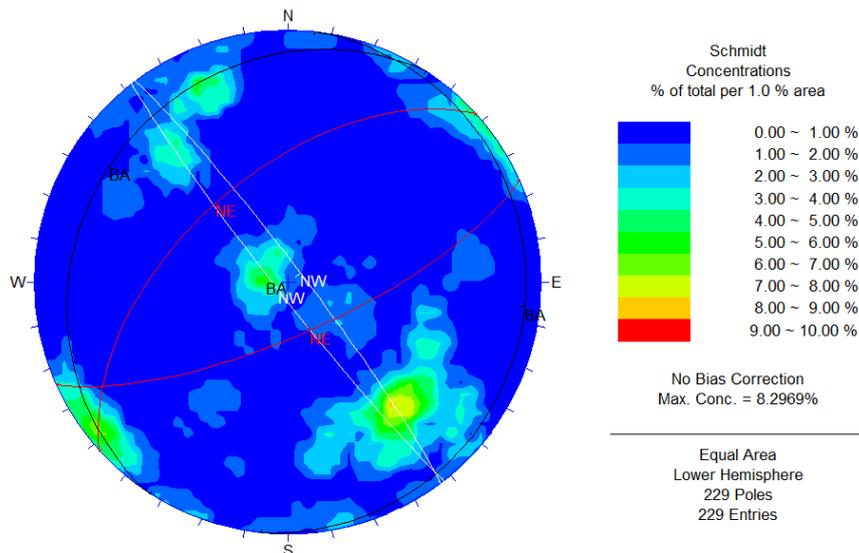


Figura 5.15 – Diagrama estatístico de polos das famílias de descontinuidades da ZCV (estereograma gerado pelo programa DIPS).

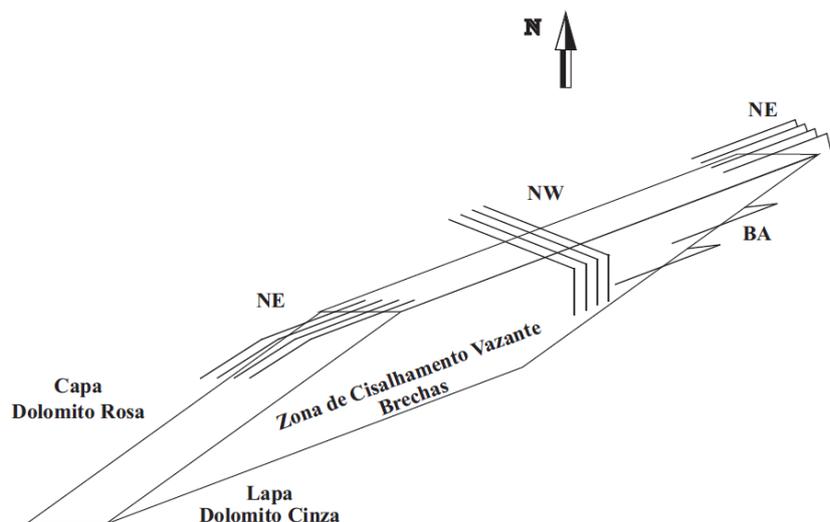


Figura 5.16 – Visão em perspectiva das famílias de descontinuidades da ZCV.

As brechas apresentam um padrão de fraturamento mais intenso e caótico do que os dolomitos. O padrão caótico está descrito no estereograma das brechas, por meio da elevada dispersão das atitudes de cada família, situação esta esperada para a ZCV. Entretanto, há certa semelhança, entre as atitudes mais frequentes das famílias NW e NE, nas brechas e nos dolomitos. A verificação desta semelhança permite simplificar a interpretação das famílias de descontinuidades da brecha, e representá-las conforme a ilustração presente na Figura 5.16.

Dentre estas famílias de descontinuidades, faz-se uma interpretação especial, do ponto de vista geotécnico, para a família NE. Segundo Couto (2012), a família NE pode ser interpretada como duas famílias, com direções de planos iguais e direções de mergulho em sentidos opostos, assemelhando-se a um par conjugado de falhas (Figura 5.17). Logo, sob a ótica geotécnica, as brechas apresentam quatro famílias de descontinuidades.

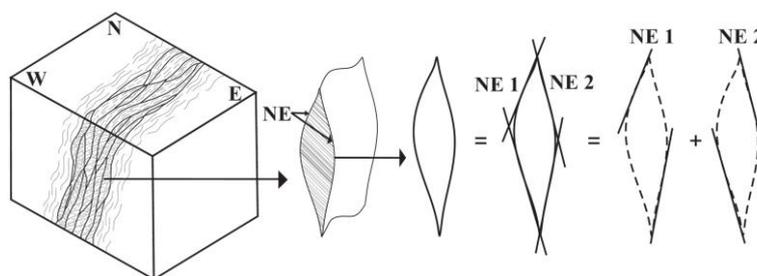


Figura 5.17 – Interpretação geotécnica da família de descontinuidades NE.

Além das descontinuidades das brechas, a unidade geológica da ZCV é formada pelos planos da FV de capa (HW) e de lapa (FW), duas importantes estruturas dadas as suas características. Estas características estão resumidas na Tabela 5 4, na Figura 5.18 e na Figura 5.19.

Tabela 5 4 – Descrição dos planos de capa (HW) e de lapa (FW) da FV.

Falha Vazante	Atitudes ⁽¹⁾	322/70		
	Persistência	Ao longo da direção de mergulho	Persistência muito alta	> 20 m
		Ao longo da direção do plano	Persistência muito alta	> 20 m
	Espaçamento	2.000 – 6.000 mm		
	Largura	< 0,1 mm ou 2,5 – 10 mm		
	Preenchimento	Sem preenchimento ou com argila (condição comum)		
	Condição de Alteração	Moderadamente alterada		
	Ondulação e Rugosidade	Ondulada e polida		

⁽¹⁾A atitude apresentada é aquela mais frequentes.

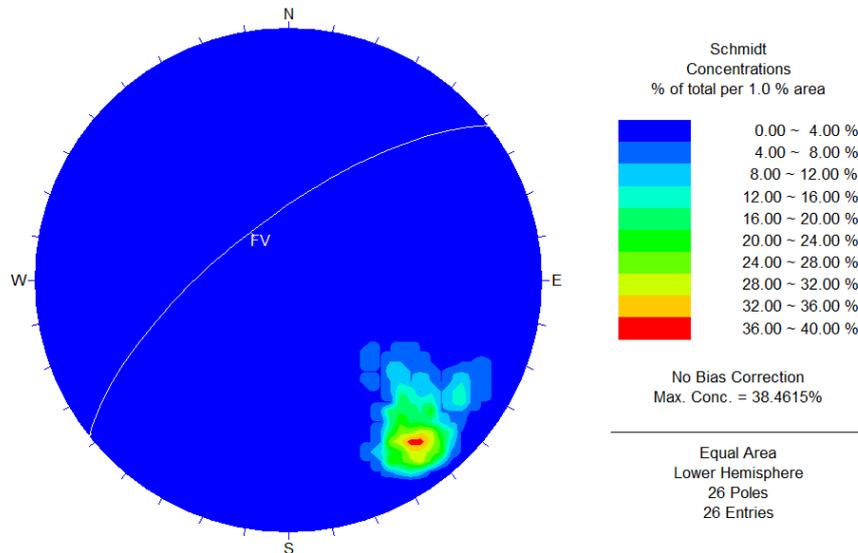


Figura 5.18 – Diagrama estatístico de polos dos planos de capa (HW) e de lapa (FW) da FV (estereograma gerado pelo programa DIPS).

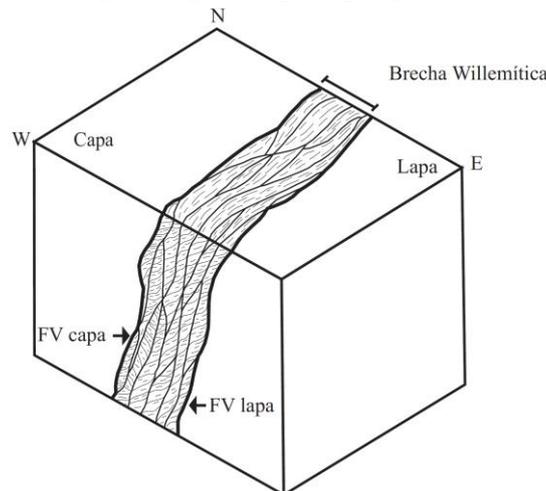


Figura 5.19 – Bloco diagrama dos planos da FV (Modificado de IPT, 1994a).

5.1.2.4. IMPLICAÇÕES GEOTÉCNICAS DAS DESCONTINUIDADES

As descrições das descontinuidades, e as respectivas considerações, permitem inferir implicações geotécnicas aos maciços rochosos das três unidades, capa (HW), lapa (FW) e

ZCV. Assim como as descrições e as considerações sobre as discontinuidades, as implicações geotécnicas encontram-se detalhadas no Apêndice D e resumidas neste subitem. Estas implicações geotécnicas, a seguir apresentadas, referem-se ao comportamento mecânico, à representação numérica, à condição de deformabilidade e à diluição não planejada de minério.

O comportamento mecânico dos maciços é condicionado pelas discontinuidades, nas três unidades geológicas. Esta consideração baseia-se no fato que, as rupturas dos maciços ocorrem ao longo dos planos de discontinuidades e não pela rocha intacta, como se observa na Figura 5.20, analisando a geometria dos blocos presentes nos dolomitos e nas brechas, os quais, em princípio, encontram-se individualizados por meio dos planos de discontinuidades.



Bloco de rocha no dolomito rosa
Galeria de transporte na capa – nível 554

Bloco de rocha na brecha
Realce 12570 – nível 554

Figura 5.20 – Blocos de rochas presentes nos dolomitos e nas brechas.

Já a análise numérica de um maciço rochoso passa pela definição inicial de representá-lo como um meio contínuo ou descontínuo, e isotrópico ou anisotrópico (Pande *et al.*, 1990). A representação numérica de um meio contínuo e isotrópico pode ser aplicada a um maciço rochoso, considerando certos desvios admissíveis da condição ideal (Means, 1979). Assim, quando um maciço não apresenta uma família de discontinuidades dominante e crítica, responsável por condicionar o seu comportamento, o mesmo não exibe uma anisotropia significativa. Portanto a condição de meio contínuo e isotrópico pode lhe ser atribuída. Cabe ressaltar que, uma família de discontinuidades é considerada dominante e crítica, quando se posiciona de forma mais desfavorável e sua resistência mecânica é significativamente menor comparada às demais famílias (Carranza-Torres & Fairhurst, 1999; Singh & Goel, 2011).

Com base nas observações anteriores, analisaram-se as características das discontinuidades e as dimensões dos blocos de rocha, presentes nos maciços da capa (HW), da lapa (FW) e da

ZCV, no Apêndice D. Interpretaram-se, separadamente, os maciços posicionados dentro e fora da zona de influência das escavações dos realces de mina (Figura 5.21). E a partir destas análises, assumiu-se a condição de meio contínuo, isotrópico e homogêneo para os respectivos maciços das três unidades geológicas, situados dentro e fora da referida zona de influência (Figura 5.21). Ao assumir estas condições, a determinação dos parâmetros dos maciços das três unidades geológicas, baseia-se naqueles inerentes à matriz rochosa.

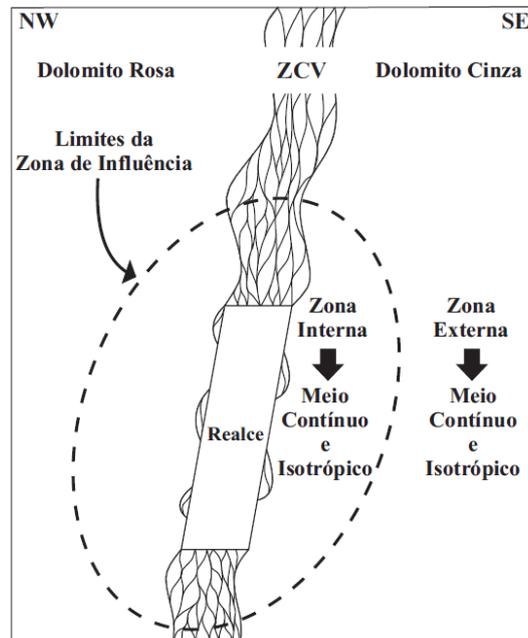


Figura 5.21 – Considerações sobre o modelo numérico dos maciços rochosos nas três unidades geológicas.

Quanto à deformabilidade dos maciços rochosos, supõe-se que os dolomitos possam ser menos deformáveis que as brechas. Esta interpretação, extraída do Apêndice D, baseia-se em duas considerações técnicas. A primeira consideração é o fato que as brechas apresentam um número maior de famílias de descontinuidades que os dolomitos, o que condiciona um grau de liberdade maior às brechas. A segunda consideração é o fato das brechas apresentarem tamanho de blocos menores que os dolomitos. Segundo a ISRM (1978), maciços rochosos compostos por grandes blocos tendem a ser menos deformáveis, e favorecem o arqueamento das tensões e o imbricamento dos blocos, nas escavações subterrâneas.

Por fim, avalia-se a relação entre as características das descontinuidades e a diluição não planejada de minério. Para tanto, inicialmente, fazem-se duas considerações. A primeira é a observação de Couto (2012) sobre o fato que esta diluição relaciona-se, de forma intrínseca, às condições geotécnicas da capa (HW). A segunda é o fato que a litologia da capa (HW),

justaposta ao minério, pode ser uma brecha dolomítica ou um dolomito rosa, conforme se observa na Figura 5.3 e na Figura 5.4, respectivamente. Feitas estas considerações, avaliam-se as influências das descontinuidades presentes na brecha dolomítica e no dolomito rosa, sobre a diluição em questão. Nas brechas dolomíticas, sugere-se que a diluição esteja associada ao tamanho dos blocos (Figura 5.22), ao tipo de estrutura (Figura 5.5) e ao tipo de cimentação. Nos dolomitos, sugere-se que a diluição associe-se ao tamanho de blocos (Figura 5.22), ao tipo de cimentação e, possivelmente, à posição relativa entre o plano de acamamento (S_0) e a superfície do realce. Quando se comparam as duas litologias, sugere-se que o dolomito rosa condicione menor diluição do que as brechas. Tal afirmação baseia-se nas observações do parágrafo anterior sobre deformabilidade do maciço. Por último, outro aspecto a se considerar é o ângulo de mergulho da FV, que condiciona a inclinação das paredes dos realces de mina. Segundo Potvin (1988), a relação geométrica, entre as paredes dos realces e as descontinuidades, afeta a condição de estabilidade da capa (HW) do realce.

Dolomito Rosa



Bloco de rocha em forma cúbica
Galeria de transporte - nível 499

Dolomito Rosa



Bloco de rocha em forma de laje
Galeria de transporte - nível 554

Brecha Dolomítica



Bloco de rocha em forma de lente
Realce 12570 - nível 554

Brecha Dolomítica



Bloco de rocha em forma de lente
Cava do Lumiadeira

Figura 5.22 – Tamanho de blocos nos dolomitos rosa e nas brechas.

5.1.3. DESCRIÇÃO DO RQD

O índice RQD, *Rock Quality Designation*, têm sido usado como um índice de qualidade de rocha, por mais de quarenta anos. A obtenção do índice consiste em medir o percentual de rocha com boa qualidade (segmento de rocha não fraturada com comprimento maior que 100 mm) presente em um testemunho de sondagem, calcular o RQD e o classificar, conforme descrito na Figura 5.23 e na Tabela 5.6. Inicialmente, este índice era usado para descrever, de forma qualitativa, as condições do maciço rochoso, indicando se o mesmo apresentava condições favoráveis, ou desfavoráveis, à escavação subterrânea. Atualmente, além desta aplicação e outras, ele é utilizado como elemento básico para vários sistemas de classificação de maciços rochosos. Possivelmente, a grande vantagem do índice RQD é a simplicidade com que delinea zonas do maciço rochoso de baixa qualidade, as quais podem afetar negativamente as operações de escavação (Deere & Deere, 1988).

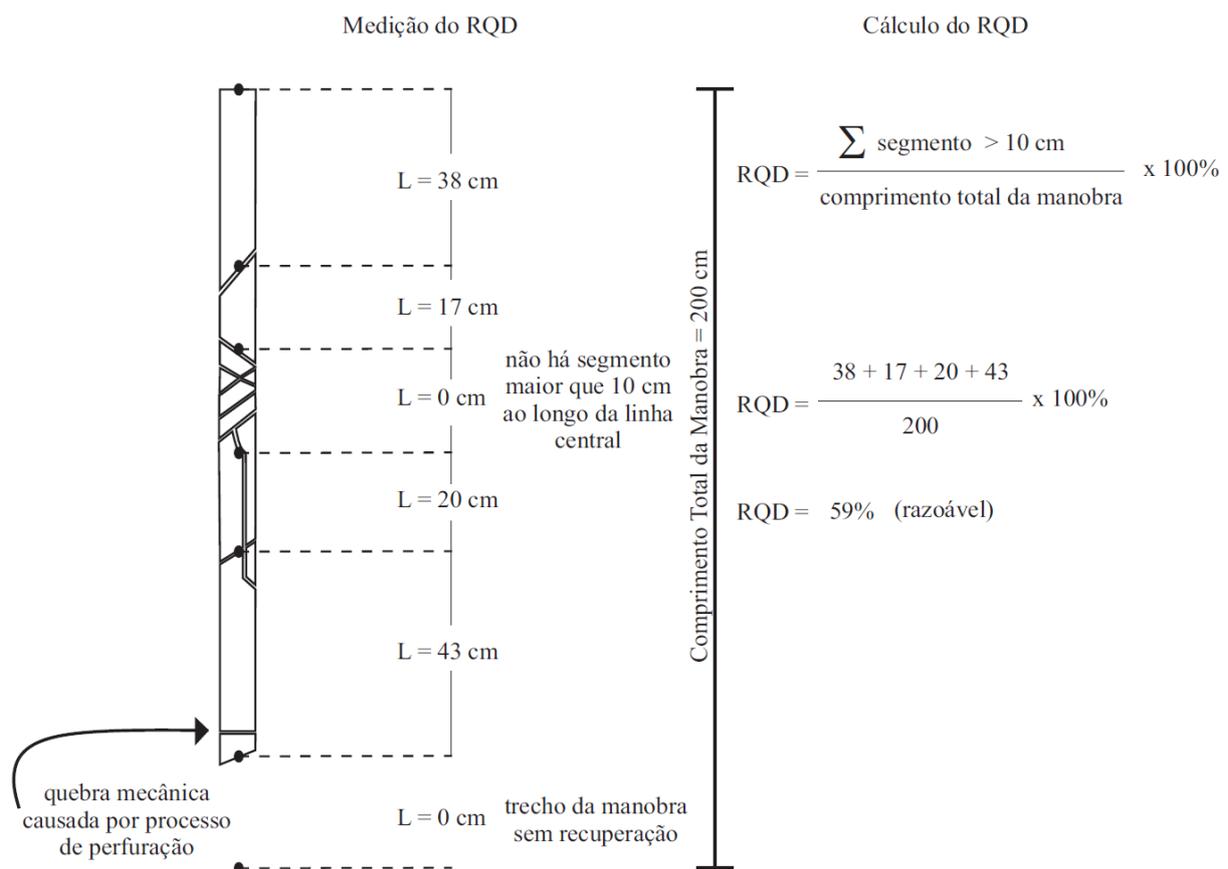


Figura 5.23 – Procedimentos para medições e cálculo do RQD (Modificado de Deere & Deere, 1988).

Tabela 5.5 – Qualidade da rocha.

RQD	0 – 25 %	25 – 50 %	50 – 75 %	75 – 90 %	90 – 100 %
Qualidade da Rocha	Muito Pobre	Pobre	Razoável	Boa	Excelente

O RQD foi originalmente desenvolvido para testemunhos de sondagem rotativa com diâmetro NX (54,7 mm), com barriletes duplo-livres. Entretanto, o mesmo pode ser medido em testemunhos de sondagem com diâmetro, entre BQ (36,5 mm) e PQ (85 mm), desde que, não imponha quebras excessivas ao testemunho e/ou baixa recuperação (Deere & Deere, 1988).

Na Mina Vazante, mede-se o RQD em testemunhos de sondagem com diâmetros BQ (36,5 mm). Estas medições são realizadas em trechos de sondagem, onde o espaçamento das descontinuidades é homogêneo, ao invés de medi-los por manobra. Segundo Serra Júnior & Ojima (2009), esta forma de medição denomina-se IQR (Índice de Qualidade da Rocha).

Neste trabalho, utiliza-se o índice RQD como elemento básico para classificação dos maciços. Os valores assumidos para este índice são aqueles utilizados para classificar o maciço da mina, segundo o sistema Vazante, sistema de classificação este descrito no Capítulo 6. A correlação, entre as classes do sistema Vazante e os valores de RQD, está na Tabela 5.6.

Tabela 5.6 – Relação entre valores de RQD e as classes do sistema Vazante.

Legenda	Classe	RQD (%)
	II-A	> 60
	II-B	> 60
	III-A	50 a 75
	III-B	50 a 75
	IV-A	25 a 50
	IV-B	25 a 50
	V	< 25
	VI	< 25
	VII	< 25

5.1.4. PARÂMETROS DE ROCHA INTACTA

Conforme considerações anteriores, os dolomitos e as brechas são interpretados como meios contínuos e isotrópicos. Desta interpretação decorrem duas considerações sobre a

determinação de parâmetros geotécnicos, para estas litologias. A primeira consideração é a caracterização dos maciços rochosos a partir de parâmetros geotécnicos da rocha intacta das diferentes litologias. Parâmetros das descontinuidades não são determinados, pois, os maciços são interpretados como meios contínuos.

A segunda consideração refere-se à utilização do modelo elastoplástico com critério de ruptura de Hoek-Brown para simular, numericamente, o comportamento dos maciços rochosos. O uso deste modelo, segundo Hoek & Marinos (2007), pressupõe que, o maciço rochoso seja considerado como um meio homogêneo e isotrópico. Como estas condições são aquelas consideradas para os dolomitos e brechas, o uso do mesmo é admissível. No momento ressalta-se que, a apresentação do referido modelo constitutivo encontra-se no Capítulo 7.

Entretanto, para definir quais parâmetros da rocha intacta, de dolomitos e de brechas, devem ser determinados, é necessária uma descrição sucinta do modelo constitutivo em questão. O referido modelo elastoplástico compõe-se de um domínio elástico e do critério de ruptura de Hoek-Brown, este representado pela seguinte função matemática:

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_{ci} \left(m \frac{\sigma_3'}{\sigma_{ci}} + s \right)^{0,5} \quad (5.1)$$

onde, σ_1' e σ_3' são, respectivamente, tensões efetivas principais, maior e menor, na ruptura, σ_{ci} é a resistência à compressão simples da rocha intacta, m e s são constantes do material.

Para o domínio elástico, os parâmetros a serem determinados, são o módulo de deformabilidade (E) e o coeficiente de Poisson (ν). Para o critério de ruptura de Hoek-Brown, a Equação 5.1 descreve os parâmetros a serem determinados, são eles, a resistência à compressão simples (σ_{ci}) e o parâmetro de resistência m de Hoek-Brown. O parâmetro s assume valor igual a 1, para rocha intacta. Além destes, determina-se o peso específico (γ).

Os parâmetros geotécnicos dos dolomitos e das brechas, dolomíticas e willemíticas, são analisados no Apêndice E. A síntese destas análises é apresentada a seguir, neste item. Antes, porém, ressalta-se um dos objetivos deste trabalho, considerar a influência da variabilidade de parâmetros geotécnicos, sobre a diluição não planejada de minério. Para tanto, alguns parâmetros são tratados como variáveis aleatórias. Com base nas análises realizadas, selecionaram-se a resistência à compressão simples (σ_{ci}) e o módulo de deformabilidade (E),

como variáveis aleatórias. Os demais parâmetros são tratados de maneira determinística. No momento observa-se que outros parâmetros geotécnicos poderiam ter sido tratados como variáveis aleatórias independentes em substituição àquelas selecionadas neste trabalho, tais como, o GSI (*Geological Strength Index*), descrito no Capítulo 6, e o estado de tensões *in situ*.

5.1.4.1. PARÂMETROS DOS DOLOMITOS

Os dolomitos, cinza e rosa, são tratados de forma conjunta, pois há poucos dados sobre o dolomito rosa. Inicialmente, apresentam-se os parâmetros geotécnicos determinísticos, parâmetro de resistência m_i , o coeficiente Poisson (ν) e o peso específico (γ), na Tabela 5.7.

Tabela 5.7 – Parâmetros geotécnicos determinísticos dos dolomitos.

Parâmetro	m_i	ν	γ (kN/m ³)
Valor	12,5	0,2	27,0

Para a resistência à compressão simples dos dolomitos, a análise dos dados (Figura 5.24) sugere o modelo teórico de distribuição lognormal para descrevê-la. A função matemática que representa este modelo teórico é a seguinte:

$$f(x) = \frac{1}{\sigma x \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{1}{2\sigma^2}[\ln(x)-\mu]^2} \quad (5.2)$$

onde, μ e σ são, respectivamente, a média e o desvio padrão da distribuição normal de $\ln(x)$, e x é a variável aleatória.

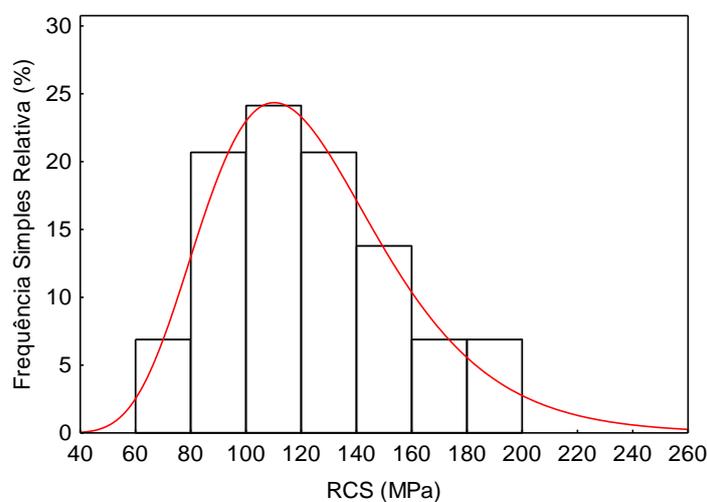


Figura 5.24 – Histograma e modelo teórico da distribuição de frequência para a resistência à compressão simples dos dolomitos.

Logo, assume-se que, a Equação 5.2 é capaz de descrever o fenômeno aleatório da resistência à compressão simples dos dolomitos. Para tanto, os parâmetros estatísticos característicos deste modelo teórico, média (\bar{x}), desvio padrão (dp) e coeficiente de variação (CV), respectivamente, são 124 MPa, 36 MPa e 30%.

Para o módulo de deformabilidade dos dolomitos, a análise dos dados (Figura 5.25) sugere o modelo teórico de distribuição normal para descrevê-lo. A função matemática que representa este modelo teórico é a seguinte:

$$f(x) = \frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{1}{2}\left[\frac{x-\mu}{\sigma}\right]^2} \quad (5.3)$$

onde, μ e σ são, respectivamente a média e o desvio padrão da distribuição normal de x , e x é a variável aleatória.

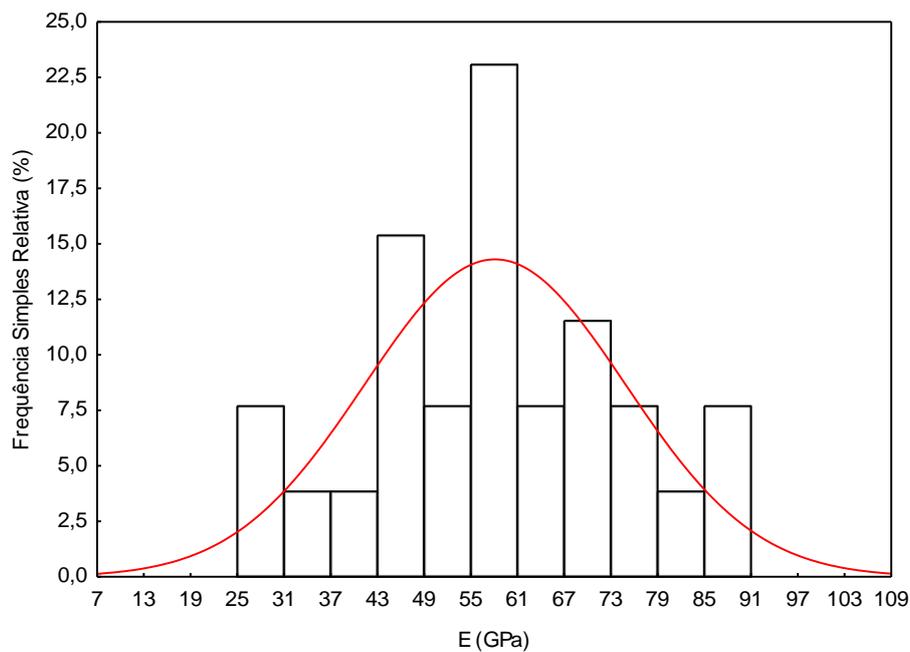


Figura 5.25 – Histograma e modelo teórico da distribuição de frequência para o módulo de deformabilidade dos dolomitos.

Portanto, assume-se que a Equação 5.3 é capaz de descrever o fenômeno aleatório do módulo de deformabilidade dos dolomitos. Para tanto, os parâmetros estatísticos característicos deste modelo teórico, média (\bar{x}), desvio padrão (dp) e coeficiente de variação (CV), respectivamente, são 58 GPa, 17 GPa e 29%.

5.1.4.2. PARÂMETROS DAS BRECHAS DOLOMÍTIICAS

Para as brechas dolomíticas, os valores, referentes aos parâmetros determinísticos da resistência m_i , do coeficiente Poisson (ν) e do peso específico (γ), encontram-se descritos na Tabela 5.8.

Tabela 5.8 – Parâmetros geotécnicos determinísticos das brechas dolomíticas.

Parâmetro	m_i	ν	γ (kN/m ³)
Valor	23,9	0,2	30,0

Para a resistência à compressão simples das brechas dolomíticas, a análise dos dados (Figura 5.26) sugere um modelo teórico de distribuição lognormal, para descrevê-la. Este modelo teórico é descrito pela Equação 5.2, anteriormente apresentada. Para descrever a resistência em questão, os parâmetros estatísticos característicos deste modelo, média (\bar{x}), desvio padrão (dp) e coeficiente de variação (CV), respectivamente, são 101 MPa, 35 MPa e 35%.

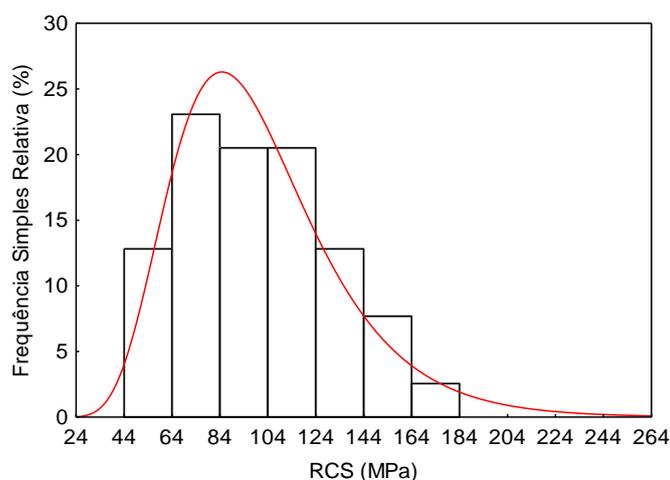


Figura 5.26 – Histograma e modelo teórico da distribuição de frequência para a resistência à compressão simples das brechas dolomíticas.

Para o módulo de deformabilidade das brechas dolomíticas, a análise dos dados (Figura 5.27) sugere o modelo teórico de distribuição normal, para descrevê-lo. Este modelo teórico é descrito pela Equação 5.3, anteriormente apresentada. Para descrever o módulo de deformabilidade em questão, os parâmetros estatísticos característicos deste modelo, média (\bar{x}), desvio padrão (dp) e coeficiente de variação (CV), respectivamente, são 55 GPa, 13 GPa e 24 %.

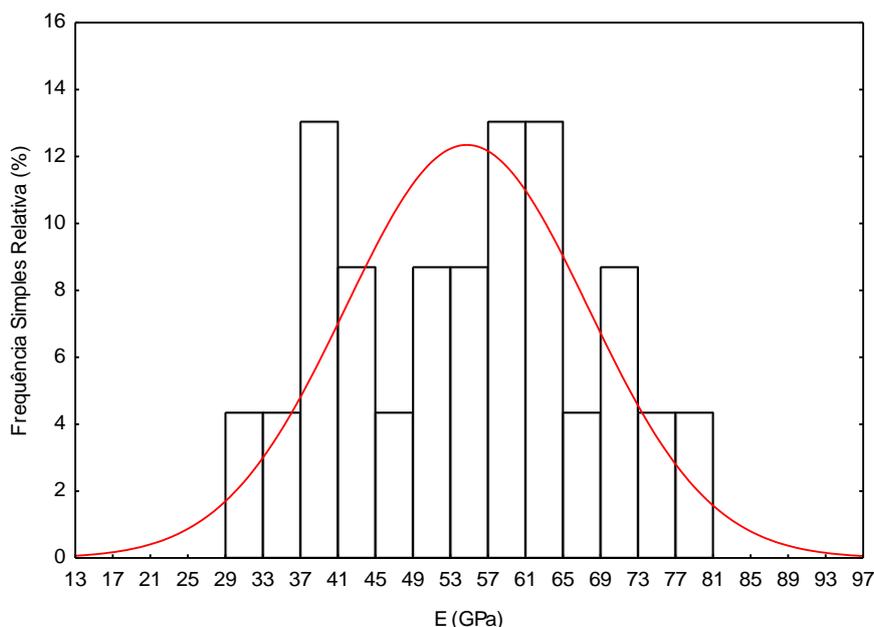


Figura 5.27 – Histograma e modelo teórico da distribuição de frequência para o módulo de deformabilidade das brechas dolomíticas.

5.1.4.3. PARÂMETROS DAS BRECHAS WILLEMÍTICAS

Para as brechas willemíticas, os valores dos parâmetros determinísticos da resistência m_i , do coeficiente Poisson (ν) e do peso específico (γ), encontram-se descritos na Tabela 5.9.

Tabela 5.9 – Parâmetros geotécnicos determinísticos das brechas willemíticas.

Parâmetro	m_i	ν	γ (kN/m ³)
Valor	20,9	0,2	35,0

Para a resistência à compressão simples das brechas willemíticas, a análise dos dados (Figura 5.28) sugere o modelo teórico de distribuição normal, para descrevê-la. Este modelo teórico é descrito pela Equação 5.3, anteriormente apresentada. Para descrever a resistência em questão, os parâmetros estatísticos característicos deste modelo, média (\bar{x}), desvio padrão (dp) e coeficiente de variação (CV), respectivamente, são 108 MPa, 26 MPa e 24%.

Para o módulo de deformabilidade das brechas willemíticas, a análise dos dados (Figura 5.29) sugere o modelo teórico de distribuição lognormal, para descrevê-lo. Este modelo é descrito pela Equação 5.2, anteriormente apresentada. Para descrever o módulo de deformabilidade em questão, os parâmetros estatísticos característicos deste modelo, média (\bar{x}), desvio padrão (dp) e coeficiente de variação (CV) são, respectivamente, 63 GPa, 9 GPa e 14%.

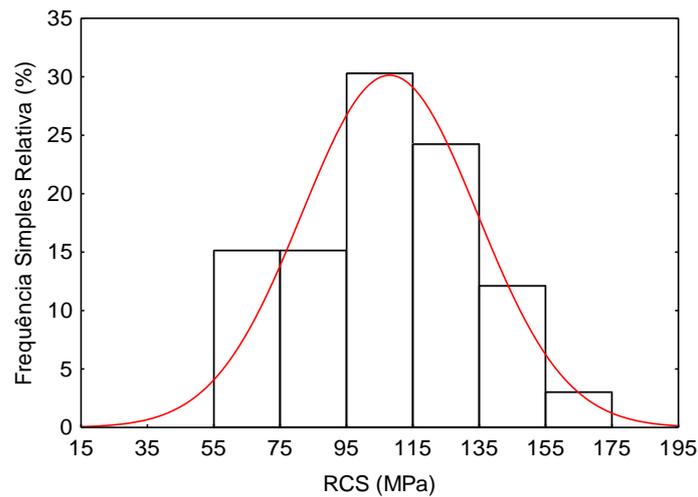


Figura 5.28 – Histograma e modelo teórico da distribuição de frequência para a resistência à compressão simples das brechas willemíticas.

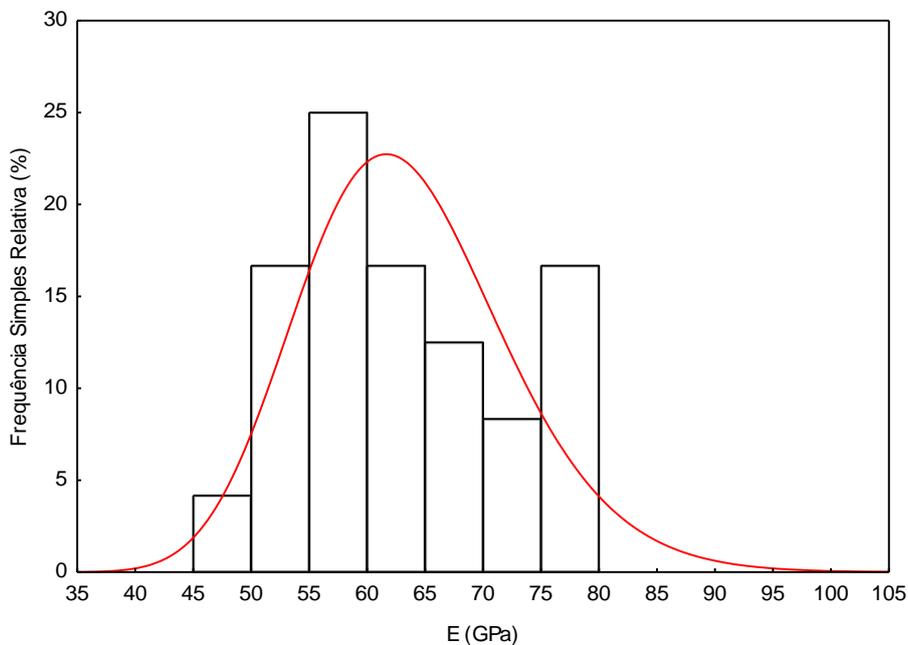


Figura 5.29 – Histograma e modelo teórico da distribuição de frequência para o módulo de deformabilidade das brechas willemíticas.

5.1.4.4. CONSIDERAÇÕES GEOTÉCNICAS SOBRE A MATRIZ ROCHOSA

As análises desenvolvidas, no Apêndice E, permitem complementar a caracterização da rocha intacta, com considerações geotécnicas referentes à determinação dos parâmetros e ao comportamento da rocha intacta. A síntese destas análises é apresentada, a seguir.

No que tange à determinação dos parâmetros, há duas considerações. A primeira refere-se à complementação dos ensaios de resistência com a classificação dos corpos de prova, segundo

a estrutura da rocha e o tipo de cimentação. Sugere-se esta complementação, pois conforme observações anteriores, presentes neste capítulo e nos Apêndices D e E, os tipos de estruturas e cimentações podem variar e, possivelmente, influenciar a resistência da rocha.

A segunda consideração refere-se à condição que a resistência à compressão simples e o módulo de deformabilidade são variáveis aleatórias independentes, como se observa na Figura E.20. A importância desta condição de independência relaciona-se à aplicação do método probabilístico de Rosenblueth, nas análises numéricas, para o cálculo da diluição não planejada de minério. O método de Rosenblueth, conforme observa Assis (2002), consiste em estimar os momentos (média, desvio padrão, etc.) da variável dependente, em função das variáveis aleatórias independentes, para as quais se conheçam pelo menos dois momentos, média e desvio padrão. Nas análises numéricas desenvolvidas neste trabalho, a diluição não planejada de minério é a variável aleatória dependente. As variáveis aleatórias consideradas independentes são a resistência à compressão simples e o módulo de deformabilidade. Daí a necessidade em avaliar a condição de independência entre estas duas variáveis aleatórias.

Quanto ao comportamento da rocha intacta, analisam-se as brechas dolomíticas à luz de considerações sobre o comportamento de rochas frágeis. A partir destas considerações e com base nas características da litologia em questão, é razoável sugerir que as brechas dolomíticas comportem-se como rochas frágeis.

Esta consideração, sobre o comportamento das brechas dolomíticas, é importante por duas razões. Primeiro, porque reforça a necessidade que os ensaios de resistência sejam complementados com a classificação dos corpos de prova, segundo a estrutura da rocha e o tipo de cimentação, como já observado. Esta afirmação baseia-se na condição da ruptura frágil de uma rocha relacionar-se à estrutura e ao tipo de cimentação da mesma. Segundo, porque há estudos que sugerem restrições ao uso de modelos elásticos perfeitamente plásticos para este tipo de rocha. Tais restrições serão observadas no final deste capítulo.

5.1.5. PARÂMETROS DO MACIÇO ROCHOSO

Um dos principais problemas, em escavações subterrâneas, é estimar as propriedades de resistência e deformabilidade do maciço rochoso. A determinação dos mesmos pode ser realizada por meio de relações empíricas, propostas por diferentes autores. Não obstante a

existência destas relações, a questão mais importante para um projeto de escavação subterrânea é o fato que, a estimativa dos parâmetros do maciço rochoso seja tão realística e confiável quanto possível (Hoek *et al.*, 2005).

Neste estudo, os parâmetros geotécnicos do maciço rochoso a serem estimados, são aqueles relacionados ao modelo elasto-plástico com critério ruptura de Hoek-Brown. Por se tratar de um maciço, a Equação 5.1 é reescrita sob a forma do critério de ruptura de Hoek-Brown generalizado, por meio da seguinte equação:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (5.4)$$

onde, σ'_1 e σ'_3 são, respectivamente, tensões efetivas principais, maior e menor, na ruptura, σ_{ci} é a resistência à compressão simples da rocha intacta, m_b é o parâmetro de resistência de Hoek-Brown para o maciço rochoso, s e a são constantes do maciço.

Para o domínio elástico, determinam-se os parâmetros, módulo de deformabilidade do maciço rochoso (E_{mr}) e coeficiente de Poisson (ν). Para o critério de ruptura de Hoek-Brown generalizado (Equação 5.4), determinam-se os parâmetros, resistência à compressão simples da rocha intacta (σ_{ci}), parâmetro de resistência m_b de Hoek-Brown e parâmetros s e a de Hoek-Brown, referentes às características do maciço rochoso. Os parâmetros m_b , s e a são adimensionais. Além destes, determina-se também o peso específico (γ).

Para a determinação do módulo de deformabilidade do maciço rochoso (E_{mr}), há várias relações empíricas propostas por diferentes autores, baseadas em sistemas de classificação de maciços rochosos. Algumas destas relações empíricas estão descritas na Tabela 5.10.

Hoek & Diederichs (2006) revisaram e avaliaram as limitações destas relações, e propuseram uma nova relação empírica, a qual é descrita pela seguinte equação:

$$E_{mr} = E_i \left(0,02 + \frac{1-D/2}{1+e^{\left(\frac{60+15D-GSI}{11}\right)}} \right) \quad (5.5)$$

onde, E_{mr} e E_i são os módulos de deformabilidade do maciço e da rocha intacta, respectivamente, GSI (*Geological Strength Index*) é o índice de resistência da rocha,

apresentado no Capítulo 6, e D é o grau de perturbação, que o desmonte impõe ao maciço, descrito neste capítulo, no item caracterização operacional.

Tabela 5.10 – Relações empíricas para módulo de deformabilidade de maciços rochosos (modificado de Hoek & Diederichs, 2006).

nº	Relação Empírica (E_{mr} expresso em GPa)	Autor / Ano
1	$E_{mr} = 2RMR - 100$	Bieniawski, Z.T. / 1978
2	$E_{mr} = 10^{(RMR-10/40)}$	Serafim, J.L.; Pereira, J.P. / 1983
3	$E_{mr} = E_i/100(0,0028RMR^2 + 0,9 \exp(RMR/22,82))$	Nicholson, G.A.; Bieniawski, Z.T. / 1990
4	$E_{mr} = E_i \left(0,5(1 - \cos(\pi RMR/100))\right)$	Mitri H.S.; Edrissi R.; Henning j. / 1994
5	$E_{mr} = 0,1(RMR/10)^3$	Read, S.A.L.; Richards L.R.; Perrin, N.D. / 1999
6	$E_{mr} = 7(\pm 3)\sqrt{Q'}$, onde $Q' = 10((RMR - 44)/21)$	Diederichs M.S. & Kaiser P.K. / 1999
7	$E_{mr} = 10Q_c^{1/3}$, onde $Q_c = Q\sigma_{ci}/100$	Barton N. / 2002
8	$E_{mr} = (1 - D/2)\sqrt{\sigma_{ci}/100} \times 10^{((RMR-10)/40)}$	Hoek, E.; Carranza-Torres, C.T.; Corkum B. / 2002
9	$E_{mr} = E_i(s^a)^{0,4}$, onde $s = \exp((GSI - 100)/9)$, $a = 1/2 + 1/6 (\exp(-GSI/15) - \exp(-20/3))$	Sonmez, H.; Gokceoglu, C.; Ulusay R. / 2004
10	$E_{mr} = E_i s^{1/4}$, onde $s = \exp((GSI - 100)/9)$	Carvalho J. / 2004

Hoek & Diederichs (2006) demonstraram que, a formulação proposta, Equação 5.5, obtinha estimativas para o módulo de deformabilidade, melhores do que as demais relações empíricas. Portanto, neste trabalho, utilizou-se a Equação 5.5 para o cálculo do parâmetro em questão.

Para a determinação dos parâmetros de Hoek-Brown, m_b , s e a , utilizaram-se as relações empíricas descritas no trabalho de Hoek *et al.* (2002). Este trabalho representa a principal revisão de todo o critério de ruptura de Hoek-Brown e inclui as mais recentes relações empíricas desenvolvidas para a determinação dos parâmetros m_b , s e a (Hoek & Marinos, 2007). Estas relações empíricas estão descritas nas três equações, apresentadas a seguir:

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI-100}{28-14D}\right) \quad (5.6)$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI-100}{9-3D}\right) \quad (5.7)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}(e^{-GSI/15} - e^{-20/3}) \quad (5.8)$$

onde, m_b e m_i são os parâmetro de resistência m de Hoek-Brown, respectivamente, para maciço e rocha intacta, GSI é o índice de resistência do maciço, D é o grau de perturbação do desmonte sobre o maciço, s e a são constantes relacionadas às características do maciço.

Estas relações empíricas (Equações 5.6 a 5.8) consideram a influência da estrutura da rocha e do efeito do desmonte nos parâmetros do maciço, respectivamente, por meio do GSI e do D . Os cálculos, para a determinação dos parâmetros dos maciços rochosos citados anteriormente, foram efetuados com o auxílio do programa RocLab da Rocscience Inc., no qual estão implementadas as Equações 5.4 a 5.8. (RocLab, 2007).

Antes de exibir os valores dos parâmetros em questão, apresenta-se o modelo geológico-geotécnico da área selecionada para estudo (Figura 5.30) neste trabalho. Inicialmente, o modelo apresenta os tipos litológicos, aos quais se associam as estruturas, as condições das superfícies de descontinuidade, os índices GSI e os parâmetros da rocha intacta. Para complementar a compreensão do modelo, apresentam-se quatro considerações específicas.

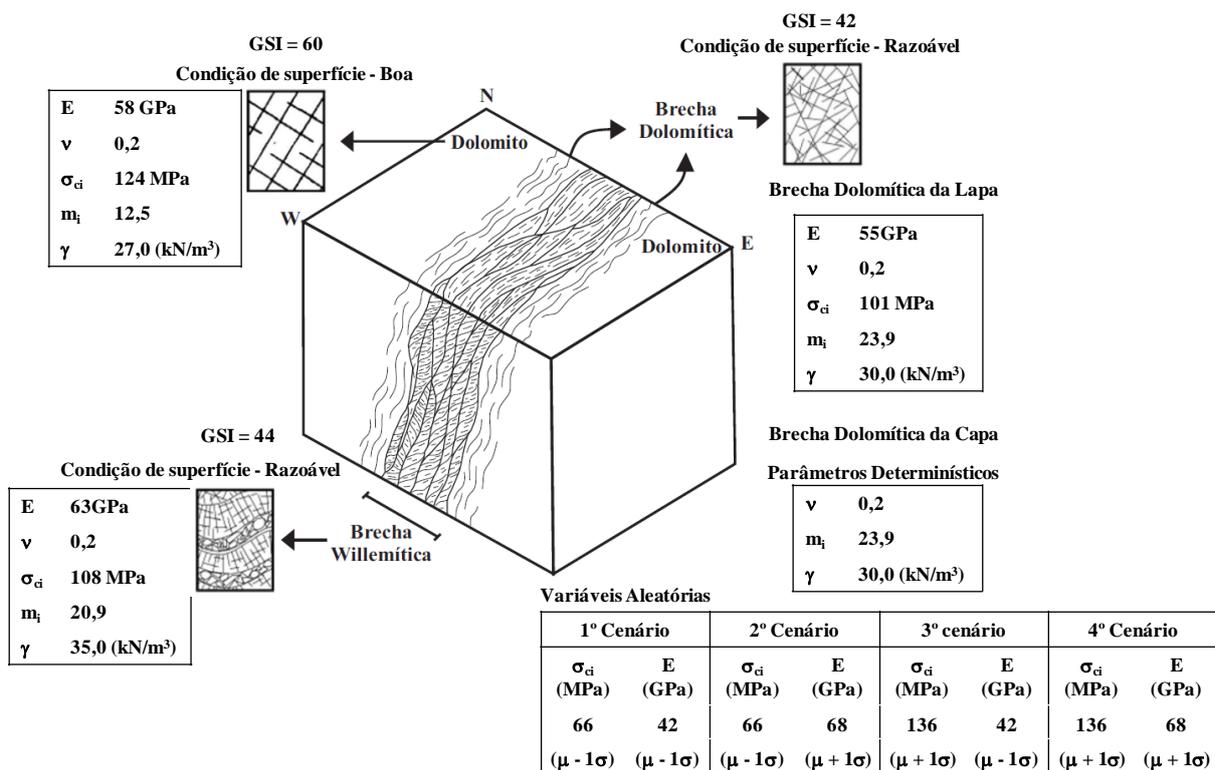


Figura 5.30 – Modelo geológico-geotécnico com parâmetros de rocha intacta.

A primeira consideração é o fato que o modelo a ser analisado apresenta somente a brecha dolomítica como litologia justaposta ao minério. Esta condição difere do que é observado na

Figura 5.4, onde se verifica que, os dolomitos rosa podem posicionar-se justaposto ao corpo de minério, na capa. A razão para este procedimento é simplificar a análise.

A segunda consideração é a atribuição de um único tipo de estrutura ao maciço rochoso das brechas dolomíticas. Esta condição é diferente daquela verificada na Figura 5.5, onde dois tipos de estruturas associam-se à referida litologia. De forma análoga à primeira observação, o procedimento adotado visa simplificar a análise.

A terceira consideração refere-se ao fato que cada litologia assume um único valor para o índice GSI. Esta conduta difere daquela recomendada por Hoek & Marinos (2007), os quais sugerem caracterizar o índice em questão, em intervalo de valores.

A quarta consideração é a condição da variabilidade dos parâmetros geotécnicos, aplicar-se somente às brechas dolomíticas da capa. O motivo é o fato da diluição não planejada de minério, segundo Couto (2012), restringir-se à estabilidade da capa (HW). Assim, para esta litologia, avaliam-se os parâmetros do maciço rochoso sob quatro cenários diferentes (Tabela 5.11). Estes cenários simulam a condição de variabilidade dos parâmetros geotécnicos, associada às brechas dolomíticas da capa. Para as demais litologias, os valores da resistência à compressão simples e do módulo de deformabilidade são tratados de forma determinística, e assumem valores correspondentes à média.

Tabela 5.11 – Condição de variabilidade dos parâmetros geomecânicos.

Cenários							
1º Cenário		2º Cenário		3º Cenário		4º Cenário	
Condição de variabilidade mais crítica		Condição de variabilidade intermediária		Condição de variabilidade intermediária		Condição de variabilidade mais favorável	
σ_{ci} (MPa)	E (GPa)	σ_{ci} (MPa)	E (GPa)	σ_{ci} (MPa)	E (GPa)	σ_{ci} (MPa)	E (GPa)
66	42	66	68	136	42	136	68
$(\mu - 1\sigma)$	$(\mu - 1\sigma)$	$(\mu - 1\sigma)$	$(\mu + 1\sigma)$	$(\mu + 1\sigma)$	$(\mu - 1\sigma)$	$(\mu + 1\sigma)$	$(\mu + 1\sigma)$

Feitas as considerações anteriores, calculam-se os parâmetros geotécnicos dos maciços rochosos e rerepresenta-se o modelo geológico-geotécnico, agora, caracterizado por litologias e os respectivos parâmetros dos maciços (Figura 5.31). Cabe lembrar que, o modelo refere-se à condição de um maciço não escavado, logo o parâmetro D apresenta valor igual a zero.

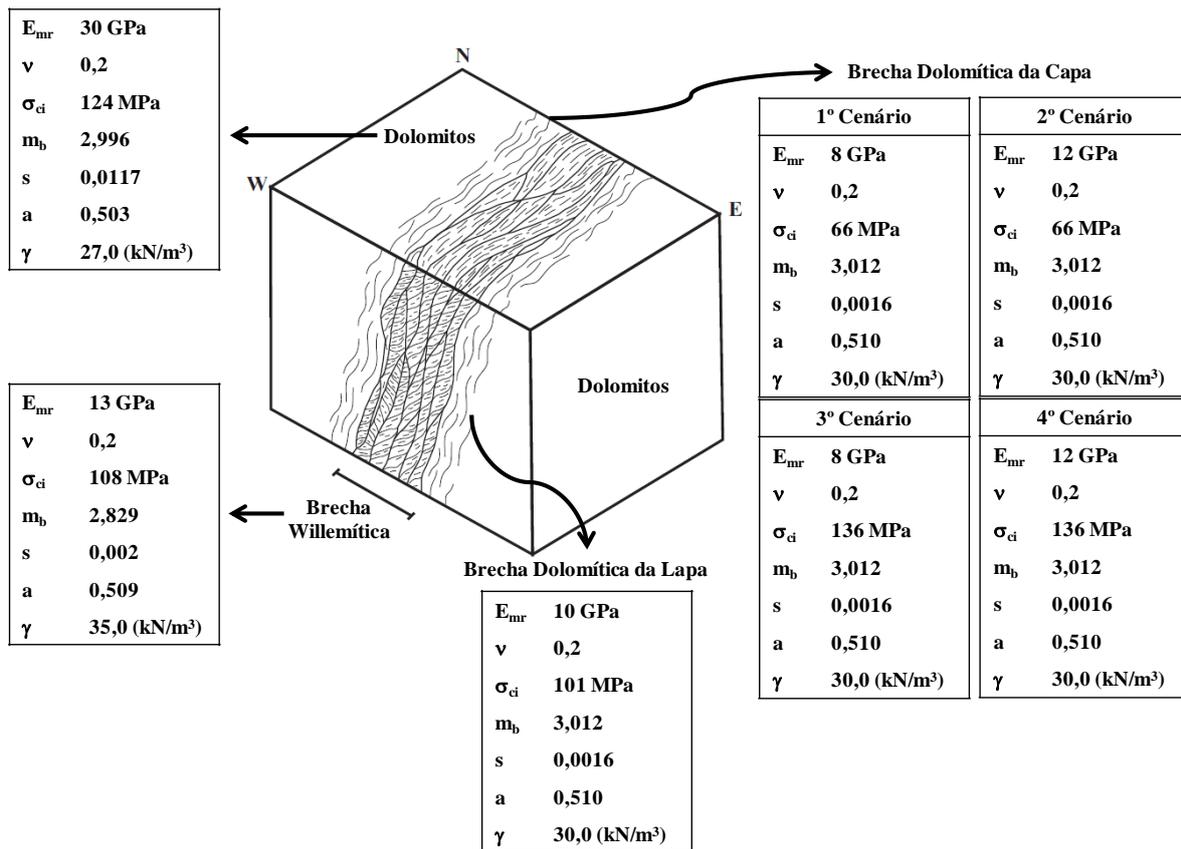


Figura 5.31 – Modelo geológico-geotécnico com parâmetros de maciço rochoso.

5.1.6. CONDIÇÕES DAS TENSÕES *IN SITU*

O estado de tensões *in situ*, ou naturais, é outro fator importante para o projeto de minas subterrâneas. As tensões naturais, atuantes em profundidade nos maciços rochosos, resultam da força peso de colunas de rochas sobrejacentes e de tensões tectônicas. Quando se desenvolve e lavra uma mina subterrânea, estas tensões *in situ* são modificadas localmente pelas aberturas escavadas no maciço, o que origina tensões induzidas no entorno destas escavações. Conhecer as magnitudes e as direções destas tensões, antes e após a escavação de realces, é um componente essencial para o planejamento de mina, pois em muitos casos, a resistência da rocha é excedida e a instabilidade resultante pode ocasionar consequências indesejadas, como uma elevada diluição não planejada de minério (Hoek *et al.*, 2005).

No que se refere ao estado de tensões *in situ*, observa-se que o mesmo pode ser descrito pelo tensor de tensões principais (Figura 5.32). De acordo com a teoria do falhamento de Anderson, Apêndice B, a superfície da terra é considerada um plano principal, logo a tensão vertical (σ_v) torna-se uma das tensões principais. Assim, as duas outras tensões principais são

horizontais, tensão horizontal maior (σ_H) e menor (σ_h). Porém, deve-se observar que em muitos casos, mais superficialmente, nos primeiros 500 m, o estado de tensões não é vertical e horizontal (Davis & Reynolds, 1996; Hudson *et al.*, 2003).

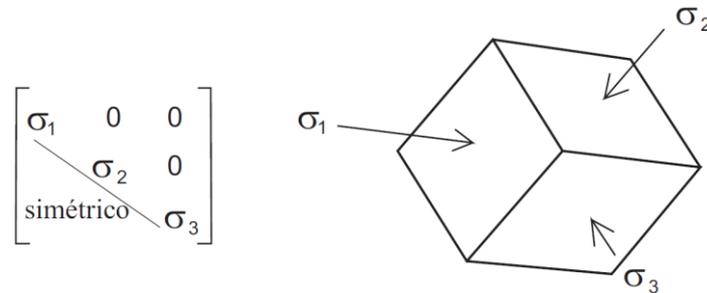


Figura 5.32 – Descrição do estado de tensões *in situ* por tensões principais (modificado de Hudson *et al.*, 2003).

A tensão vertical (σ_v) e as tensões horizontais podem ser estimadas, por meio de:

$$\sigma_v = \gamma h \quad (5.9)$$

$$\sigma_{horizontal} = k\gamma h \quad (5.10)$$

onde, γ representa o peso específico do maciço rochoso, expresso em MN/m^3 , h altura da coluna de rocha sobrejacente ao local da medição, e k a razão entre as tensões horizontal e vertical, σ_h/σ_v .

A Equação 5.9 demonstra boa aderência às medições de tensões, realizadas em diferentes partes do mundo (Figura 5.33), logo, permite estimativas das tensões verticais, com razoável acurácia. Já, a Equação 5.10 não permite estimativas das tensões horizontais com acurácia, pois o parâmetro k apresenta valores, que variam em função do ambiente geológico, o que dificulta a determinação das tensões horizontais (Hoek & Brown, 1980).

Face à dificuldade em determinar o valor do parâmetro k , Sheorey (1994) deduziu uma relação simplificada para estimá-lo, a qual é representada por meio de:

$$k = 0,25 + 7E_h \left(0,001 + \frac{1}{h} \right) \quad (5.11)$$

onde, E_h é o módulo de deformação médio da parte superior da crosta terrestre, medido na direção horizontal e expresso em GPa e h é a altura da coluna de rocha sobrejacente.

Com base na Equação 5.11, representaram-se as variações de k em função da profundidade e do módulo de deformabilidade, por meio do gráfico presente na Figura 5.34.

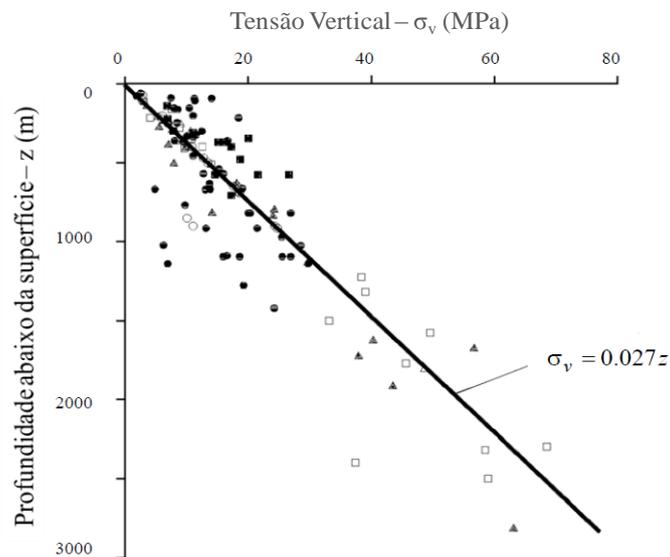


Figura 5.33 – Medições de tensões verticais (modificado de Hoek & Brown, 1980).

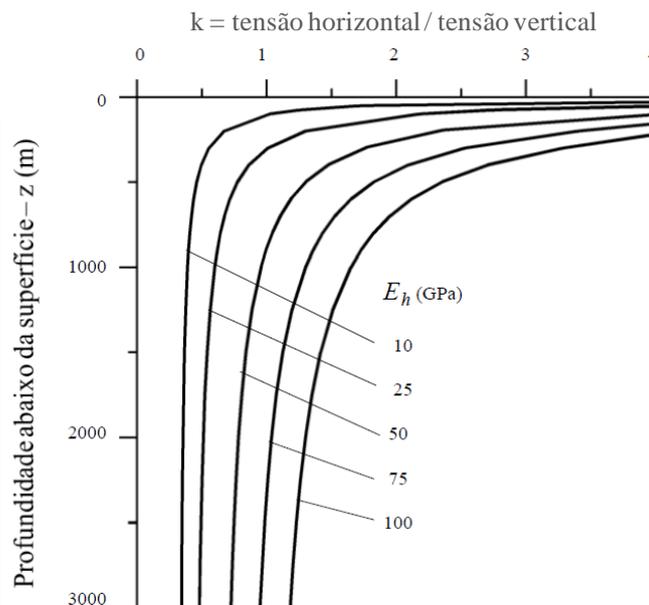


Figura 5.34 – Variação de k com a profundidade e com diferentes módulos de deformabilidade (modificado de Hoek *et al.*, 2005).

Não obstante a existência destas equações, a determinação do estado de tensões presentes na Mina Vazante considerou também as análises sobre: as medições de tensões realizadas pelo IPT (1997); as interpretações geológica-geotécnicas; os testemunhos de sondagem; e as verificações *in loco* na mina. Estas análises encontram-se descritas no Apêndice G.

A partir das análises anteriormente citadas, estimou-se que, o estado de tensões na Mina Vazante, para a profundidade de 294,5 m e peso específico igual a 0,027 MN/m³, pode ser representado pelo tensor de tensões principais a seguir apresentado:

$$\begin{bmatrix} +7,95 \text{ MPa} & 0 & 0 \\ 0 & +7,95 \text{ MPa} & 0 \\ 0 & 0 & +5,57 \text{ MPa} \end{bmatrix} \quad (5.12)$$

A orientação das tensões principais descritas na Equação 5.12, em relação ao modelo geológico-geotécnico, está esquematicamente ilustrada na Figura 5.35.

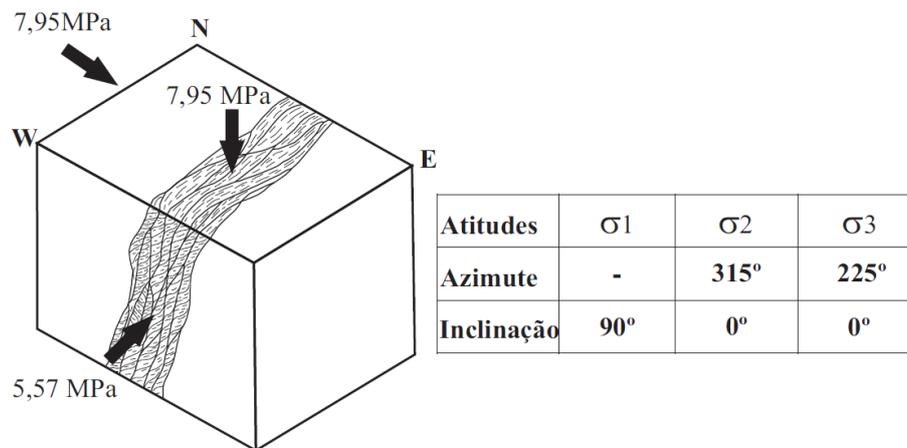


Figura 5.35 – Orientação das tensões principais em relação ao modelo geológico-geotécnico.

O estado de tensões descrito anteriormente é assumido para todas as análises numéricas, nas quais se avalia a diluição não planejada de minério. Embora esta tenha sido a prática adotada neste estudo, cabe ressaltar a observação de Hoek *et al.* (2005) sobre a consideração das tensões em modelagens numéricas. Segundo estes autores, para avaliar a extensão da zona de plastificação no entorno de uma escavação é importante executar várias vezes um modelo, a fim de investigar a influência da variação das tensões sobre a extensão da zona em questão.

5.1.7. CONDIÇÕES DO FLUXO DE ÁGUA SUBTERRÂNEA

Em função das condições hidrogeológicas, viabilizam-se as operações de lavra mediante o rebaixamento controlado do fluxo hídrico subterrâneo. A operação de rebaixamento, em síntese, consiste em direcionar a água, interceptada pelas galerias de desenvolvimento na lapa, para o reservatório horizontal situado no nível inferior da mina. Posteriormente, por meio de três estações de bombeamento (EB), recalca-se a água para superfície (Figura 5.36).

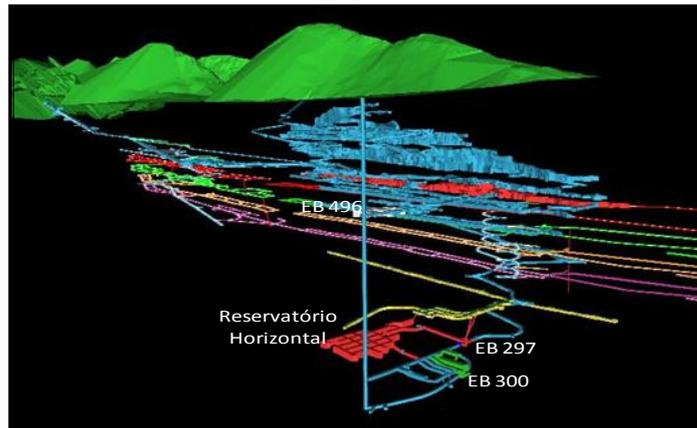


Figura 5.36 – Ilustração esquemática da estrutura de bombeamento (Bittencourt *et al.*, 2008).

Do ponto de vista hidrogeotécnico, os efeitos mecânicos da água sobre o maciço rochoso são dois. O primeiro é a ação direta da água, por meio de subpressões e efeitos de percolação. O segundo efeito é a ação indireta da água, por meio de alteração da rocha (Brady & Brown, 2004; Azevedo & Albuquerque Filho, 2009). Na Mina Vazante, a ação direta da água não influencia a estabilidade dos realces de mina, pois a lavra realiza-se em áreas posicionadas dentro do cone de rebaixamento do lençol freático. Entretanto, a ação indireta da água, por meio da alteração, pode afetar a estabilidade dos realces da mina.

Esta ação de alteração é por vezes potencializada, pois as encaixantes ao minério são rochas carbonáticas, ou seja, solúveis. Assim, não é raro deparar-se com diferentes condições de alteração do maciço. Em situações extremas de alteração é comum a presença de fendas, com dimensões variadas, preenchidas ou não com blocos de rocha soltos em uma matriz argilosa. Em outras palavras, a mina localiza-se em um ambiente cárstico. Decorre disto, implicações geotécnicas sobre a estabilidade dos realces, as quais são descrita no próximo item.

5.1.7.1. IMPLICAÇÕES GEOTÉCNICAS DA CONDIÇÃO DE ALTERAÇÃO

No que se refere à estabilidade de realces, os problemas associados à alteração do maciço podem ser separados em duas situações. A primeira situação refere-se à alteração do maciço rochoso sem a presença de fendas, e a segunda com a presença de fendas.

A primeira situação, quando há alteração sem fendas, pode apresentar dois efeitos negativos sobre a estabilidade dos realces. O primeiro efeito, como esperado, é a deterioração das propriedades mecânicas do maciço. O problema relacionado a esta situação é a dificuldade em determinar os parâmetros de resistência e deformabilidade, representativos do maciço. A

obtenção dos mesmos viabiliza o dimensionamento adequado dos realces, e permite um melhor controle sobre a diluição não planejada de minério, em zonas alteradas. O segundo efeito é a penetração dos gases dos explosivos nas aberturas presentes no maciço, decorrentes da alteração. Esta ação dos gases, possivelmente, impõe um sobre-escavação (*overbreak*) ao maciço alterado. Daí, a necessidade em adequar o plano de fogo às zonas alteradas do maciço.

A segunda situação, quando há fendas junto aos realces, pode apresentar, também, dois efeitos negativos sobre a estabilidade dos realces. O primeiro é a influência das fendas sobre a redistribuição das tensões imposta pela escavação do realce. Quando há uma fenda justaposta ao realce, a escavação do mesmo impõe, localmente, uma concentração de tensões maior, comparada à condição normal, sem fendas. Soma-se a isto, a possibilidade do maciço no entorno da fenda apresentar um elevado grau de alteração. O segundo é a influência das fendas sobre o desmonte de rocha. As fendas podem, eventualmente, comportar-se como faces livres para o desmonte de rochas. Esta condição potencializaria o efeito de perturbação do desmonte, aos maciços no entorno do realce. Nesta situação, sempre que possível, sugere-se que estas áreas sejam as últimas a serem lavradas em um realce de mina.

Apesar da importância das condições de alteração sobre a estabilidade do realce, estes aspectos não são abordados neste trabalho. O estudo concentra-se em realces escavados em maciços de boa qualidade.

5.2. CARACTERIZAÇÃO OPERACIONAL

Além das condições geomecânicas, a diluição não planejada de minério depende de condições operacionais presentes em cada fase do processo de lavra subterrânea. A qualidade do trabalho conduzido em uma fase particular influencia diretamente o sucesso da fase seguinte (Clark, 1998). Neste estudo, as condições operacionais abordadas são: o sequenciamento de lavra; as dimensões do realce; o desmonte de rochas por explosivo e as características do material de enchimento. A descrição destas condições operacionais é a seguir apresentada.

5.2.1. SEQUENCIAMENTO DE LAVRA

Sequenciamento de lavra é a sequência, ou a ordem, na qual se escavam os blocos de minério. Este sequenciamento influencia diretamente as condições de tensões no entorno de cada realce e, por conseguinte a estabilidade dos mesmos (Clark, 1998; Hoek *et al.*, 2005).

Neste trabalho, analisaram-se dois casos de escavações de realces de mina. O primeiro caso trata-se de uma situação real e o segundo de uma situação hipotética. A situação real consiste na escavação de quatro realces, enquanto que, na hipotética há apenas um realce escavado.

A análise da situação real refere-se à lavra dos blocos 9100, 9060 A, 9060 B posicionados entre os níveis 388 e 420, e à lavra do bloco 9140 posicionado entre os níveis 420 e 455 (Figura 5.37). Estes blocos encontram-se afastados das demais escavações da mina, ou seja, posicionam-se fora da zona de influência das outras escavações. Tal condição permite realizar a análise numérica considerando somente os quatro blocos de minério em questão.

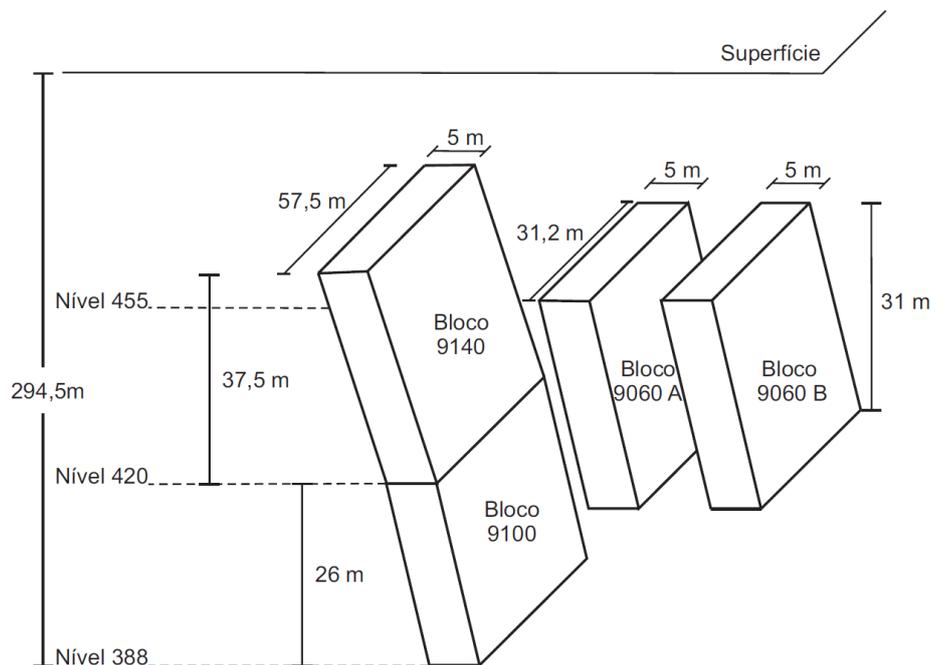


Figura 5.37 – Ilustração esquemática dos blocos de minério analisado na situação real.

O sequenciamento de lavra compõe-se de cinco etapas. A primeira é a lavra do bloco 9100. A segunda é o enchimento do realce 9100, com estéril (*rockfill*), de forma semelhante a um aterro. A terceira é a lavra do bloco 9060 A. A quarta é a lavra do bloco 9060 B. E a quinta é a lavra do bloco 9140. Este bloco, 9140, é o objeto de estudo desta tese, e sobre o mesmo baseiam-se todas as análises de diluição não planejada de minério.

A análise da situação hipotética, por sua vez, refere-se à lavra isolada do bloco 9140. Faz-se necessário mencionar que, em ambos os casos analisados, antes da escavação dos blocos há a escavação das galerias de minério (GM), posicionadas na base e no topo de cada bloco de minério. Não foram consideradas as escavações das galerias de transporte (GT) posicionadas

na lapa (FW). A razão para isto é o fato que, em princípio, estas galerias teriam pouca ou nenhuma influência na estabilidade da capa (HW) dos realces analisados.

5.2.2. DIMENSÕES DO REALCE

A geometria das escavações subterrâneas é um dos principais fatores que influenciam a estabilidade do maciço. Dois parâmetros geométricos são comumente utilizados em engenharia, para avaliar as escavações subterrâneas em rocha. Em túneis, o vão da abertura é o parâmetro geométrico empregado no controle de um projeto. Em mina subterrânea, para o dimensionamento de realces, utiliza-se o raio hidráulico (RH) do realce. Este parâmetro representa a razão entre a área e o perímetro, da superfície do realce (Milne *et al.*, 1996).

Métodos empíricos para o dimensionamento de realces, comumente, correlacionam a estabilidade do realce ao raio hidráulico e às condições do maciço rochoso, por meio gráfico. Exemplos destas correlações gráficas são o método gráfico de estabilidade modificado por Potvin (Potvin, 1988), descrito no Capítulo 2 e ilustrado na Figura 2.26, e o sistema de classificação MRMR (Laubscher,1990), citado no Capítulo 2 e ilustrado na Figura 5.38.

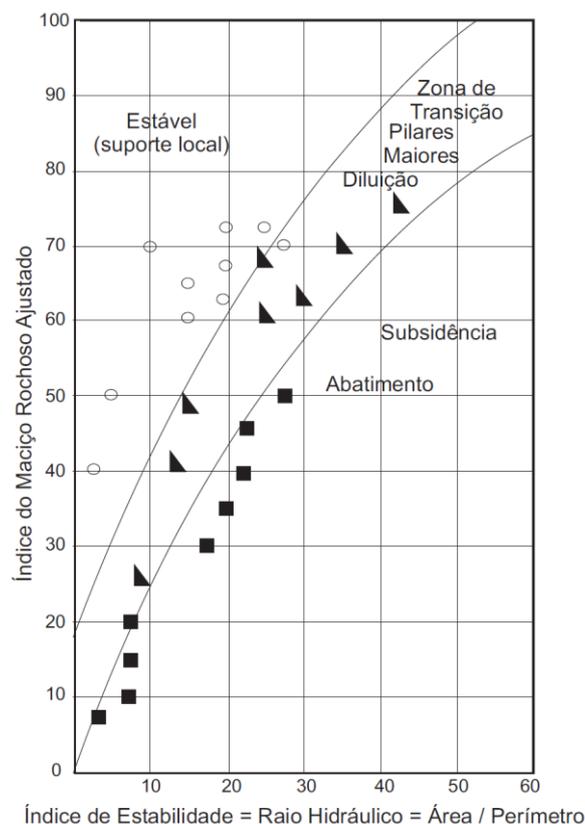


Figura 5.38 – Diagrama de estabilidade / instabilidade (modificado de Laubscher, 1990).

Os realces reais analisados apresentam dimensões e raios hidráulicos cujos valores estão descritos na Figura 5.39. Para a situação hipotética, três dimensões diferentes foram atribuídas ao realce 9140, as quais estão descritas na Figura 5.40, junto aos respectivos raios hidráulicos.

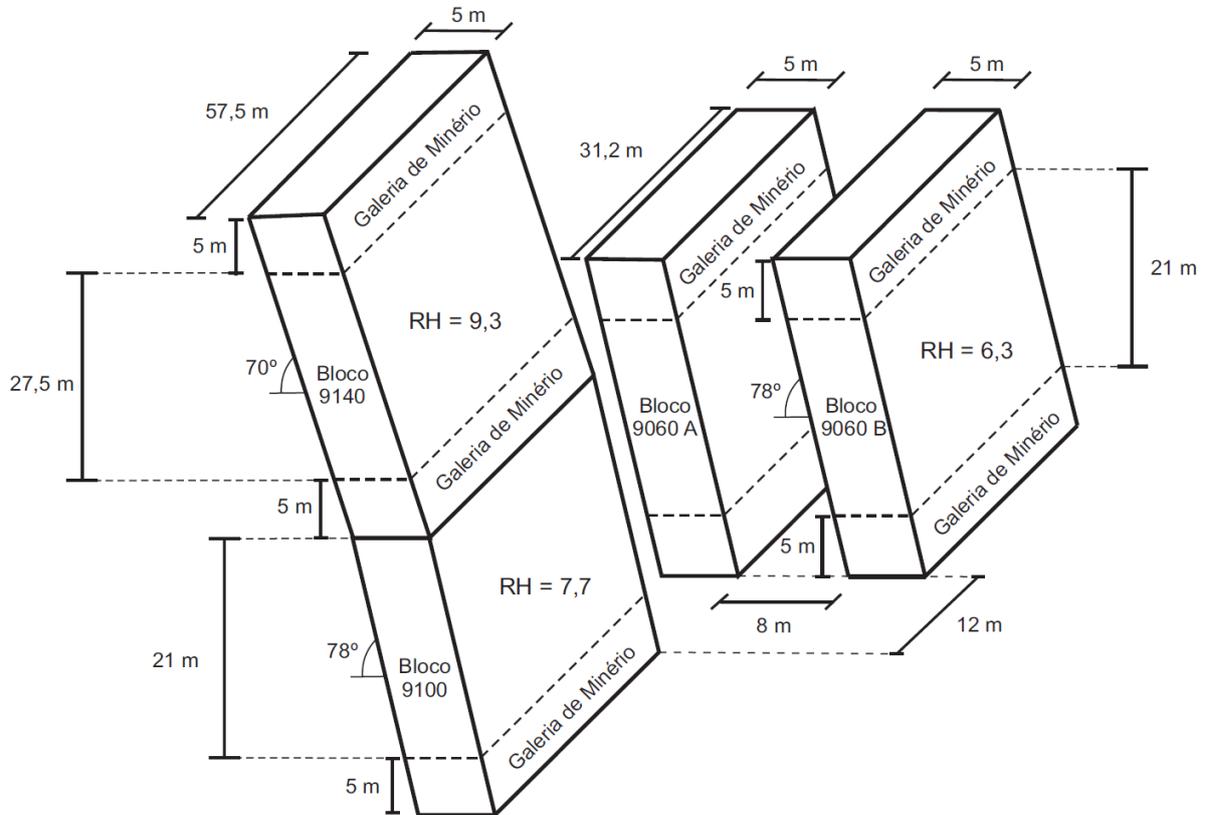


Figura 5.39 – Geometria dos realces para a situação real.

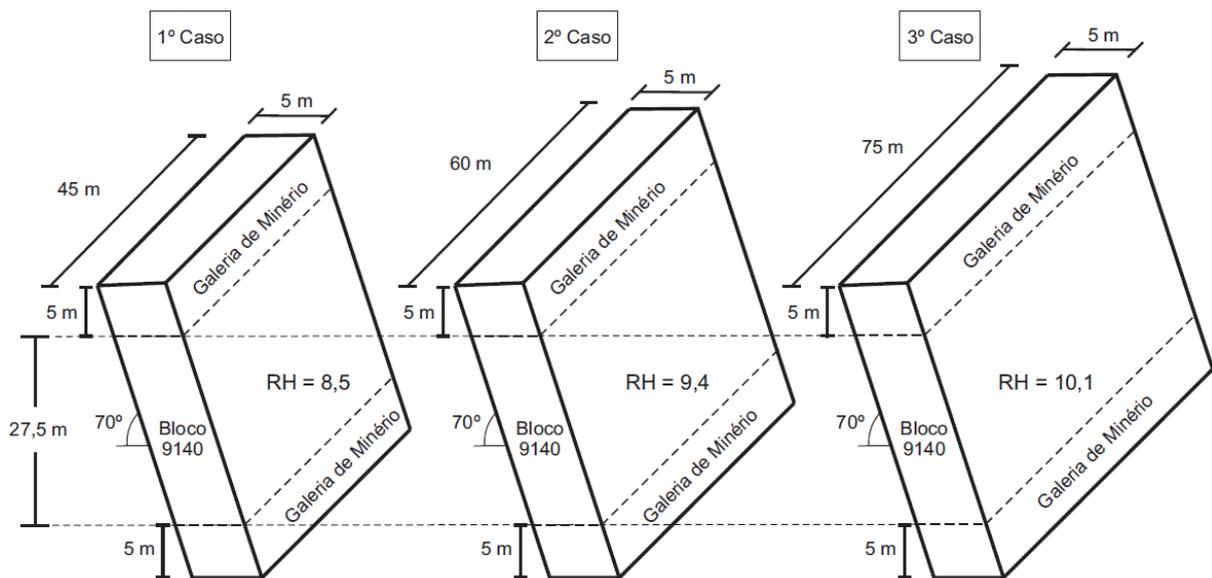


Figura 5.40 – Geometria dos realces para a situação hipotética.

5.2.3. DESMONTE DE ROCHAS

Os aspectos operacionais, relacionados à perfuração e à detonação da carga explosiva, influenciam a diluição não planejada de minério. Esta influência é tão mais preponderante, quanto menor é a largura do corpo de minério a ser lavrado. Para o caso de corpos estreitos, com largura igual ou inferior a 3 m, a perfuração e a detonação apresentam uma influência dominante sobre a estabilidade dos realces. Mesmo quando, os realces são inerentemente estáveis, o desmonte pode induzir sobre-escavações, que resultem em altos níveis de diluição, em corpos de minério estreitos (Clark, 1998; Stewart, 2005; Stewart *et al.*, 2011).

Na mina em estudo, os atuais corpos de minério apresentam largura igual ou inferior a 5 m, ou seja, aproximam-se da largura descrita para os corpos estreitos. Em face destas considerações e analisando as escavações de alguns realces da mina em questão, sugere-se que, a princípio, o desmonte de rochas influencie a diluição não planejada de minério, na mina Vazante. Jimeno *et al.* (1995) observa que, a influência da perfuração e da detonação, sobre a diluição não planejada, é uma condição de risco inerente aos métodos de lavra *open stope* e VRM. Estas influências, da detonação e da perfuração, são resumidas a seguir.

5.2.3.1. DETONAÇÃO DE CARGA EXPLOSIVA

Em um desmonte, parte da energia gerada destina-se ao processo de fragmentação e ao lançamento da massa rochosa. Outra parte vai ser transmitida à atmosfera, provocando ruídos e onda aérea (sobrepresão atmosférica). E uma terceira parte é transmitida ao maciço na forma de ondas de choque. No caso da escavação de um realce, a energia transmitida ao maciço é responsável por deteriorar as propriedades das encaixantes. Novas fraturas e planos de fraqueza são criados e juntas e planos de acamamento que, inicialmente, não eram críticos, quando abertos resultam em uma redução global da coesão do maciço. Como consequência, potencializa-se a diluição não planejada de minério (Jimeno *et al.*, 1995; Silva, 1998).

No Apêndice H, sucintamente, descreve-se a ação de detonação de uma carga explosiva, bem como, o efeito de deterioração desta sobre as brechas dolomíticas. Com base nas análises descritas neste apêndice, sugere-se que as estruturas das brechas dolomíticas potencializem a criação de novas fraturas e planos de fraqueza. Ou seja, as estruturas das brechas dolomíticas potencializam o efeito de deterioração da detonação da carga explosiva, sobre a capa (HW)

dos realces da mina Vazante. Por conseguinte, o dimensionamento do plano de fogo apresenta influência importante sobre a diluição não planejada de minério, na mina em questão.

5.2.3.2. PERFURAÇÃO

Nos métodos de lavra subterrânea *open stope* e VRM, pode haver diferentes padrões de perfuração, entre estes, dois são comumente utilizados, a furação paralela e a furação em leque (Figura 5.41). Na mina Vazante, por ocasião deste trabalho, o padrão de furação empregado no desmorte de produção era a furação em leque.

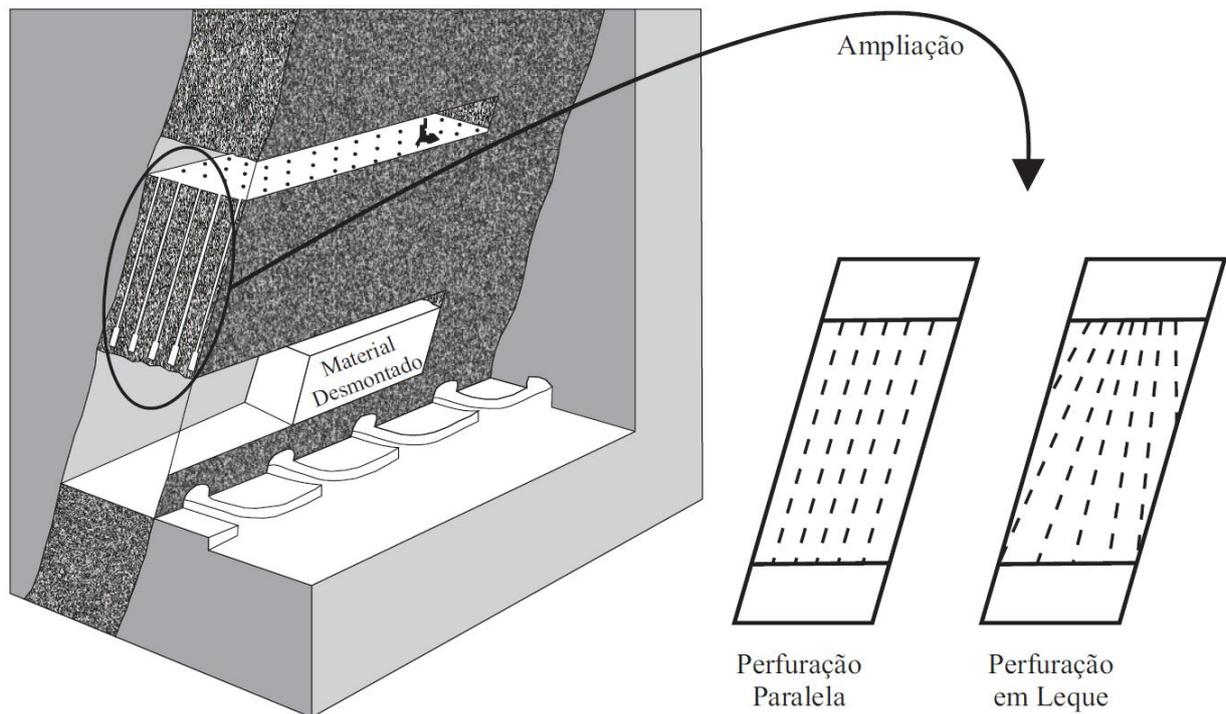


Figura 5.41 – Padrão de Perfuração.

Realizar uma operação de perfuração com acurácia é essencial para um controle efetivo da diluição não planejada de minério. Há diferentes consequências que advêm do erro de perfuração, ou seja, do desvio de furos de detonação. Entre estes erros, cita-se aquele quando os furos de detonação ultrapassam os limites do minério (Figura 5.42). Nesta situação, há duas ações que contribuem para aumentar a diluição não planejada. A primeira é o desmorte de material estéril das rochas encaixantes. A segunda é uma maior transmissão de energia de detonação aos maciços das encaixantes. Esta maior energia transmitida às rochas encaixantes, impõe um maior efeito de deterioração sobre as propriedades das mesmas (Clark, 1998).

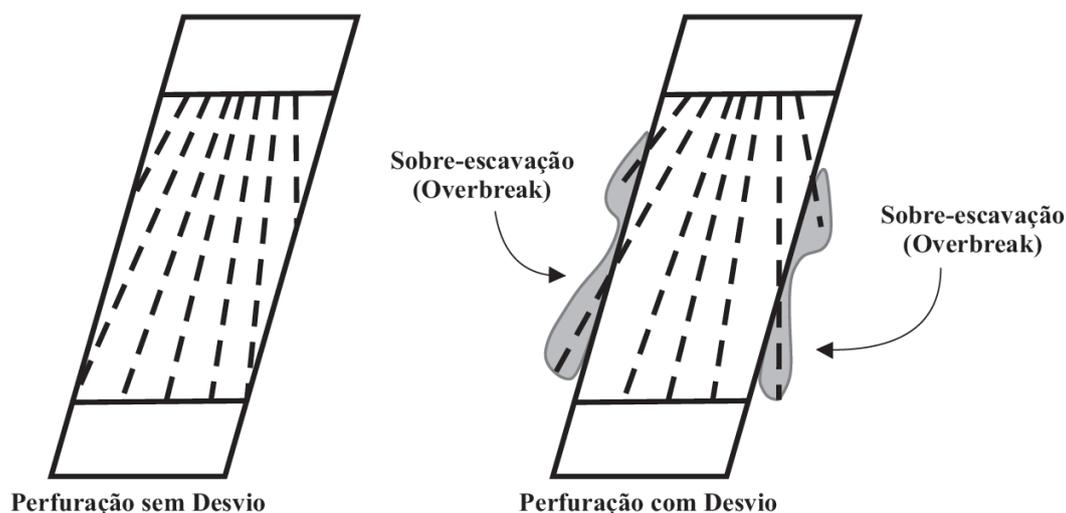


Figura 5.42 – Desvios de furos de detonação além dos limites do corpo de minério.

Com base no parágrafo anterior, compreende-se a ação deletéria do desvio da furação, como uma ação que potencializa o efeito do explosivo sobre as propriedades das rochas encaixantes. Portanto, assume-se que o efeito de deterioração da detonação contempla tanto o efeito da carga explosiva propriamente dita, quanto o efeito do desvio de furação.

Devido a importância do efeito da detonação sobre os maciços, em escavações subterrâneas e a céu aberto, Hoek *et al.* (2002) propuseram um parâmetro para quantificar o efeito em questão. Este parâmetro é denominado pela letra D e está descrito no próximo item.

5.2.3.3. PARÂMETRO D

Com o intuito de estimar o efeito da carga explosiva sobre as propriedades mecânicas dos maciços rochosos, Hoek *et al.* (2002) propuseram um novo parâmetro, denominado pela letra D. Este parâmetro estima o grau de perturbação do maciço, devido à ação dos explosivos e à relaxação de tensões. Uma vez quantificado o efeito, pode-se considerá-lo nos cálculos dos parâmetros do maciço rochoso, por meio das Equações 5.5, 5.6 e 5.7. Em função do grau de perturbação, os valores do parâmetro D variam de zero a 1. Zero representa um maciço sem perturbação. E o valor 1 representa um maciço muito perturbado (Hoek *et al.*, 2002).

Hoek *et al.* (2002) observaram que há um grande número de fatores, que podem influenciar o grau de perturbação de um maciço pela detonação e que seria praticamente inviável quantificá-los de forma precisa. Desta maneira, baseando-se na análise de vários casos

práticos, os referidos autores propuseram uma correlação visual entre condição de maciço escavado e faixa de valores presumíveis para D. Esta correlação está descrita no Apêndice I.

Neste trabalho, avaliou-se o parâmetro D tanto para a escavação de galerias de minério, quanto para a escavação de realces de mina. Para as galerias de minério (GM) da mina, a inspeção visual demonstra a presença de sobre-escavação (*overbreak*) nas paredes das mesmas. Com base nesta inspeção visual e na tabela presente no Apêndice I, para a escavação das galerias de minério, atribuiu-se o valor 0,8 ao parâmetro D e estimou-se uma extensão de zona afetada pelo desmonte igual a 2,5 m.

Já para os realces da mina, a inspeção visual das paredes, da capa (HW) e da lapa (FW), é limitada. Isto se deve à impossibilidade de acesso aos realces, por motivos de segurança do trabalho. Esta limitação da avaliação visual dificulta estimar o valor do parâmetro D. Como forma alternativa, para estimar o referido parâmetro, analisaram-se os limites dos realces, planejado e executado, no Apêndice J. A partir das análises descritas no apêndice em questão, estimaram-se os valores de D e a extensão da zona afetada, para cada realce. Estes valores, bem como, aqueles referentes à escavação das galerias, estão resumidos na Tabela 5.12.

Tabela 5.12 – Valores do parâmetro D e da extensão da zona afetada para o estudo de caso real de galerias e realces.

Galerias de Minério				
<i>D</i>	0,8	<i>Extensão da Zona Afetada (m)</i>	2,5	
Realce de Mina				
<i>Realce</i>	<i>Lapa</i>		<i>Capa</i>	
	<i>D</i>	<i>Extensão da Zona Afetada (m)</i>	<i>D</i>	<i>Extensão da Zona Afetada (m)</i>
9060 A	0,2	2,5	0,2	2,5
9060 B	0,2	2,5	0,2	2,5
9100	0,2	2,5	0,2	2,5
9140	0,1	1,25	0,8	5

5.2.3.4. TAXA DE EXTRAÇÃO

A taxa de extração de um desmonte de rocha representa o volume de rocha detonado, em cada desmonte. Esta taxa está diretamente relacionada ao sequenciamento do desmonte de um realce, o qual pode ser realizado de diferentes maneiras. Na Figura 5.43, há dois exemplos de

sequenciamento de desmonte, para realces. No primeiro, o desmonte é realizado pela sequência de cortes únicos, ao longo da direção do bloco de minério, lavrando em recuo horizontal. No segundo, realiza-se o desmonte do bloco de minério em dois cortes, lavrando em recuo vertical.

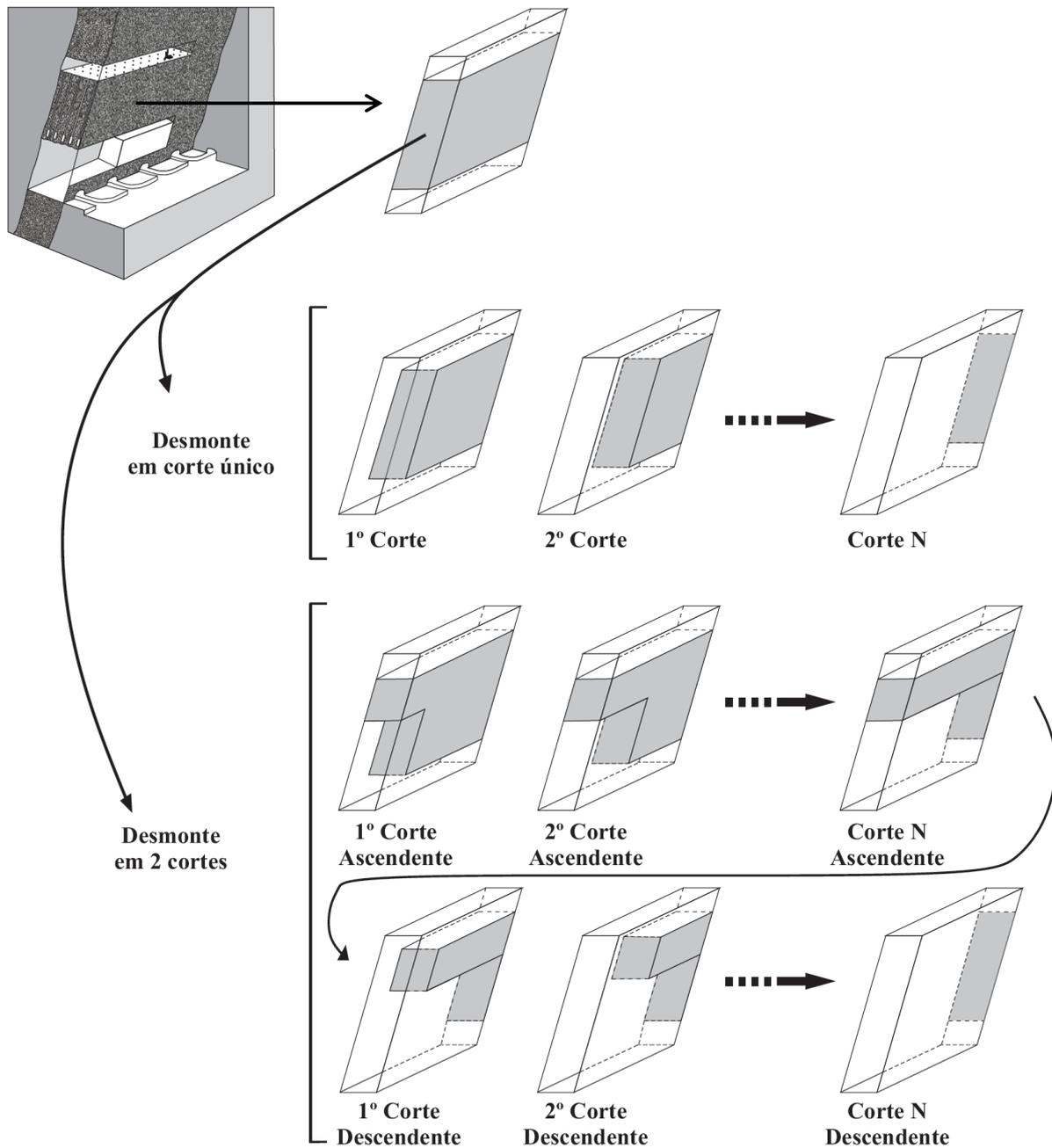


Figura 5.43 – Exemplos de sequenciamento de desmonte de realces.

A taxa de extração é outro fator que influencia a diluição não planejada de minério. Possivelmente, esta influência decorre da forma como a taxa de extração afeta a redistribuição

das tensões e a energia da detonação transmitida ao maciço rochoso. Logo, a maneira como se executa o sequenciamento do desmonte de um realce é outro fator que, interfere na referida diluição (Clark, 1998).

Na mina Vazante, em geral, o sequenciamento de desmonte dos realces realiza-se por meio de dois cortes, lavrando em recuo vertical. Entretanto, nos realces analisados, executou-se o sequenciamento em cortes únicos, possivelmente, em função de demandas produtivas.

O sequenciamento de desmonte de um realce de mina inicia-se com a abertura do *slot*. O *slot* desempenha a função de face livre, e somente após sua abertura, efetuam-se os desmontes de produção, sob uma taxa de extração planejada (Figura 5.44). Para os realces analisados, as taxas de extração praticadas estão ilustradas na Figura 5.45, de forma esquemática.

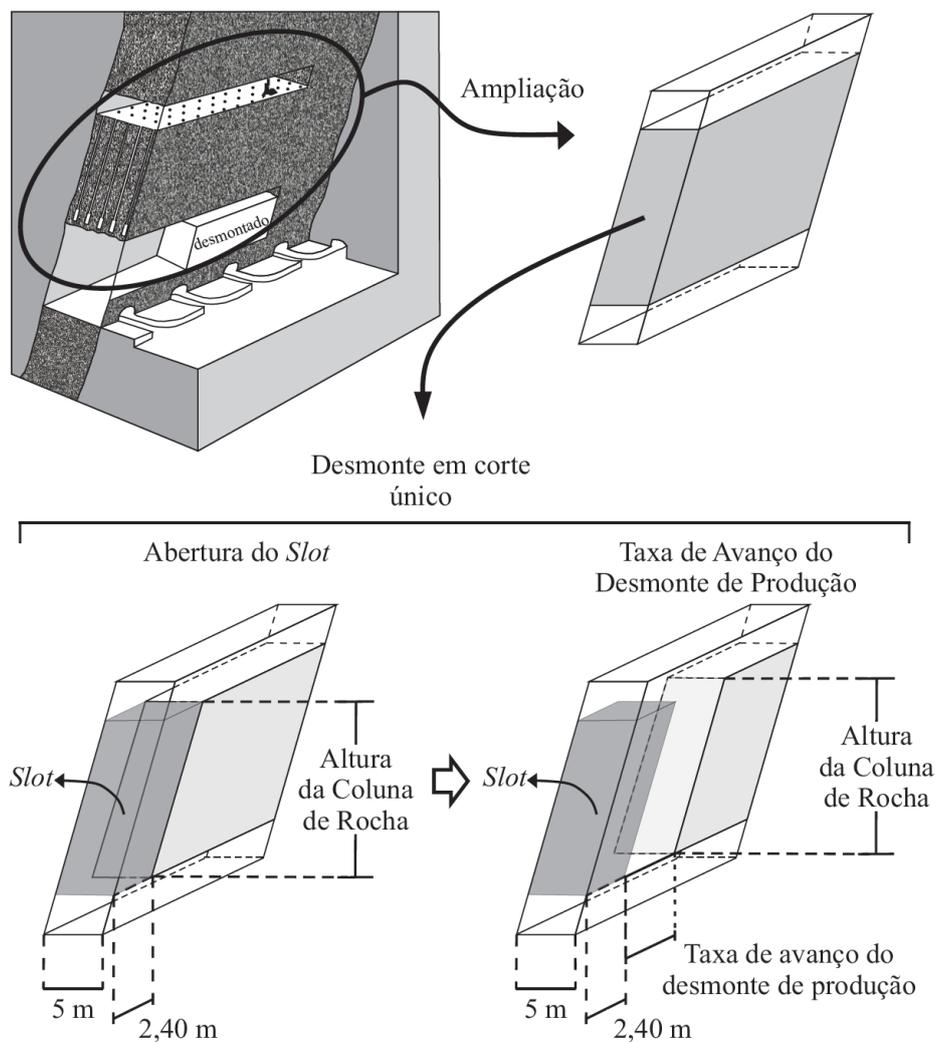


Figura 5.44 – Sequência do desmonte de produção dos realces analisados.

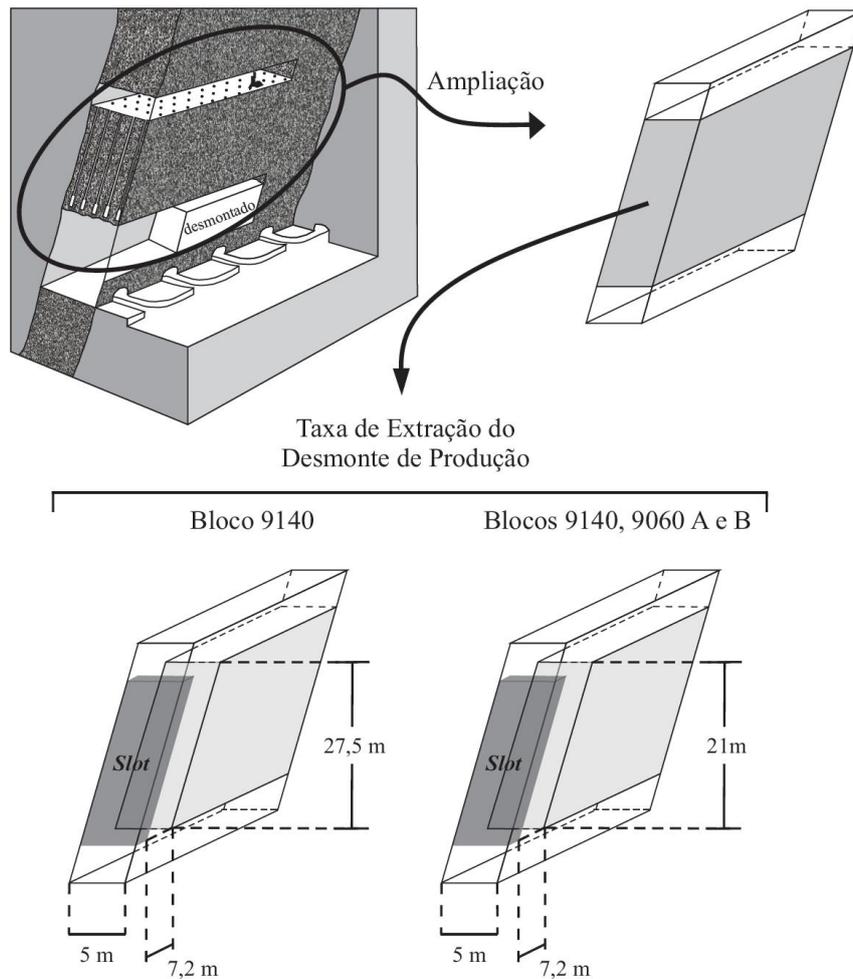


Figura 5.45 – Taxas de extração dos realces analisados.

5.2.4. CARACTERÍSTICAS DO ENCHIMENTO

O enchimento é a principal ferramenta de suporte de maciço, empregada na maioria das minas subterrâneas. Os materiais utilizados como enchimento, em geral, são o rejeito da usina, sob a forma de lama (*slurry fill*) ou pasta (*paste fill*), e a rocha estéril (*rockfill*). A rocha estéril, como enchimento, pode ser utilizada com, ou sem, adição de cimento (Landriault, 2001).

Nos métodos de lavra *open stope* e VRM, a operação de enchimento compõe o ciclo de produção. Lavrado um realce, o enchimento deve ocorrer o mais rápido possível, a fim de evitar o colapso de suas paredes. Este colapso afeta a estabilidade de realces sobrejacentes e, portanto influencia a diluição não planejada de minério, nos mesmos (Clark, 1998).

Na mina Vazante, o enchimento é realizado com rocha estéril (*rockfill*), sem adição de cimento. Os valores, do módulo de deformabilidade (E) e do coeficiente de Poisson (ν)

assumidos para este material de enchimento, são 300 MPa e 0,2, respectivamente. Estimaram-se estes valores, a partir dos trabalhos de Azevedo (1990) e Vissoto Júnior (2013). Azevedo (1990) analisou escavações subterrâneas de mina, no Canadá, com enchimento de rocha estéril adicionadas de cimento. Já Vissoto Júnior (2013) analisou escavações subterrâneas de mina, no Brasil, com enchimento de rejeito de usina adicionado de cimento.

5.3. IMPLICAÇÕES GEOTÉCNICAS DA CARACTERIZAÇÃO DA MINA

Este item tem como finalidade condensar as considerações geotécnicas mais relevantes, do processo de caracterização da mina Vazante. Estas considerações referem-se às características da capa do realce, à modelagem numérica e, ao modelo geológico-geotécnico, da área da mina analisada. As considerações em questão estão descritas nos próximos parágrafos.

A caracterização da capa do realce deve ser tão fiel à realidade quanto possível, pois, segundo Couto (2012), a diluição não planejada associa-se à estabilidade da mesma. Sob esta ótica, três aspectos geológico-geotécnicos devem ser observados na caracterização da capa.

O primeiro aspecto refere-se à possibilidade de uma compartimentação geológico-geotécnica da mina Vazante. Os mapeamentos da lapa, a princípio, indicaram uma diferença litoestrutural entre as regiões da mina, Lumiadeira e Sucuri. Verificou-se na região Lumiadeira que, a zona de dolomito brechado é mais extensa, comparada à região Sucuri (Figura 5.7). Isto indica uma condição de maior fraturamento na região Lumiadeira. Portanto, caso exista uma relação entre condições geológico-geotécnicas da lapa e da capa, é possível que, os maciços da capa dos realces, na região Lumiadeira e Sucuri, sejam diferentes. Há, também, a possibilidade de uma compartimentação vertical, face à condição de confinamento crescente com a profundidade.

O segundo aspecto refere-se ao tipo de litologia e de estruturas presentes na capa (HW) dos realces. Os mapeamentos indicaram que a litologia mais comum são as brechas dolomíticas, muito embora, há locais onde, o dolomito rosa é a litologia encontrada (Figura 5.4). Em função da litologia presente, estruturas do maciço podem variar, como descrito na Figura 5.5.

E o terceiro aspecto refere-se à determinação dos parâmetros geotécnicos, do maciço da capa (HW) dos realces. Sugere-se que a determinação dos parâmetros seja complementada com: a descrição da estrutura das rochas; o tipo de cimentação; e a posição na zona de cisalhamento. Esta última informação consiste em definir se a amostra pertence ao trecho planar ou curvo da

zona de cisalhamento (Figura 5.8). É possível que, os diferentes trechos da zona de cisalhamento apresentem estruturas e cimentos distintos, o que influenciaria nos parâmetros geotécnicos. Isto permitiria associar os parâmetros geotécnicos da capa (HW) aos trechos da zona de cisalhamento. Assim, conhecendo-se a posição de um realce na zona de cisalhamento, estimar-se-iam os parâmetros da capa (HW).

No que tange à modelagem numérica, ressaltam-se duas observações para os maciços da capa (HW), da lapa (FW) e da ZCV. A primeira observação é o fato que os maciços, referentes a cada uma das três unidades geológicas, podem ser interpretados como um meio contínuo, isotrópico e homogêneo. A segunda observação refere-se, especificamente, às brechas dolomíticas. Esta litologia, a princípio, é uma rocha de comportamento frágil. Segundo Hoek *et al.* (1995), Martin (1997) e Hajiabdolmajid *et al.* (2002) rochas de comportamento frágil caracterizam-se por uma queda brusca da resistência na região pós-pico da curva de tensão e deformação. Por esta razão modelos constitutivos elásticos perfeitamente plásticos não são adequados a este tipo de rocha, no que se refere simular o comportamento pós-pico da curva de tensão e deformação, conforme será explicado no Capítulo 7.

Quanto ao modelo geológico-geotécnico, este deve conter informações que possibilitem a simulação numérica da escavação dos realces, o mais próximo possível das condições reais. Para tanto, o modelo deve apresentar os seguintes elementos: as condições geológico-geotécnicas antes da escavação; a geometria das escavações; os sequenciamentos de lavra e de desmonte dos realces; e o efeito da detonação sobre as encaixantes, no entorno dos realces.

As condições geológico-geotécnicas, antes da escavação (Figura 5.46), referem-se aos tipos litológicos, aos parâmetros geotécnicos das litologias e ao estado de tensões *in situ*. Para cada um destes três elementos, apresentam-se algumas ponderações a seguir. No que se refere ao tipo litológico, considera-se somente a brecha dolomítica como litologia presente na capa do realce. Para os parâmetros geotécnicos observa-se que estes são tratados como variáveis determinísticas e aleatórias. Para a brecha dolomítica na capa do realce, os parâmetros geotécnicos tratados como variáveis aleatórias são o módulo de deformabilidade (E) e a resistência à compressão simples (σ_{ci}). Estas variáveis aleatórias são variáveis independentes, conforme pode ser observado no gráfico da Figura E.20. Para as demais litologias os parâmetros geotécnicos são tratados como variáveis determinísticas. Quanto às tensões *in situ*,

não se propôs uma variação das mesmas para verificar o efeito sobre a zona de plastificação, como recomenda Hoek *et al.* (2005).

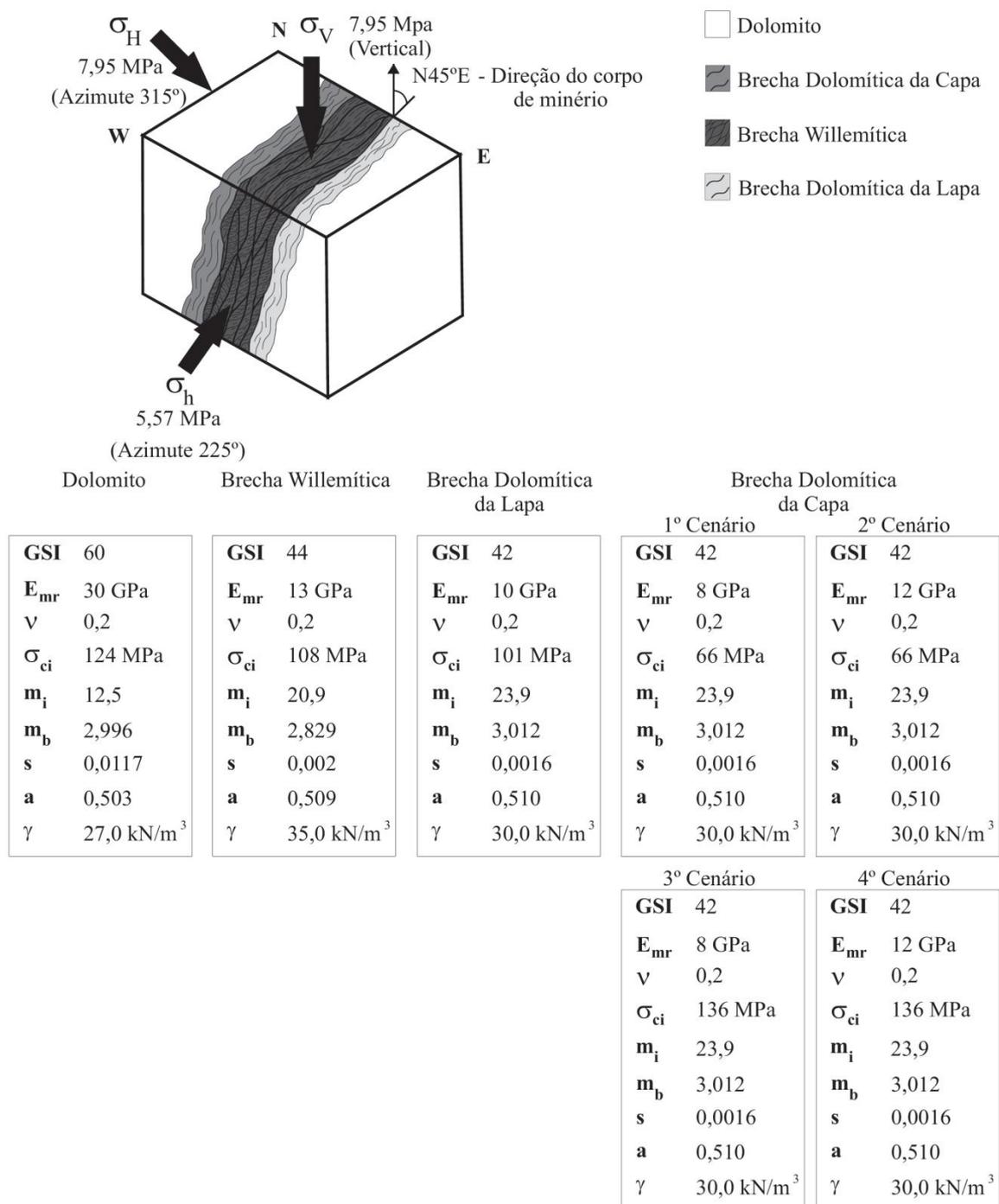


Figura 5.46 – Modelo geológico-geotécnico antes da escavação do realce.

A geometria das escavações está descrita na Figura 5.39. Na Figura 5.47, apresentam-se o sequenciamento de lavra e o de desmonte dos realces analisados. O sequenciamento do desmonte inicia-se com a abertura do *slot* e segue com os desmontes de produção, sob uma

determinada taxa de extração. Por último, na Figura 5.48, descrevem-se os efeitos da detonação sobre o maciço no entorno das escavações das galerias e dos realces de mina e, por conseguinte sobre os parâmetros de Hoek-Brown, na Tabela 5.13 e na Tabela 5.14.

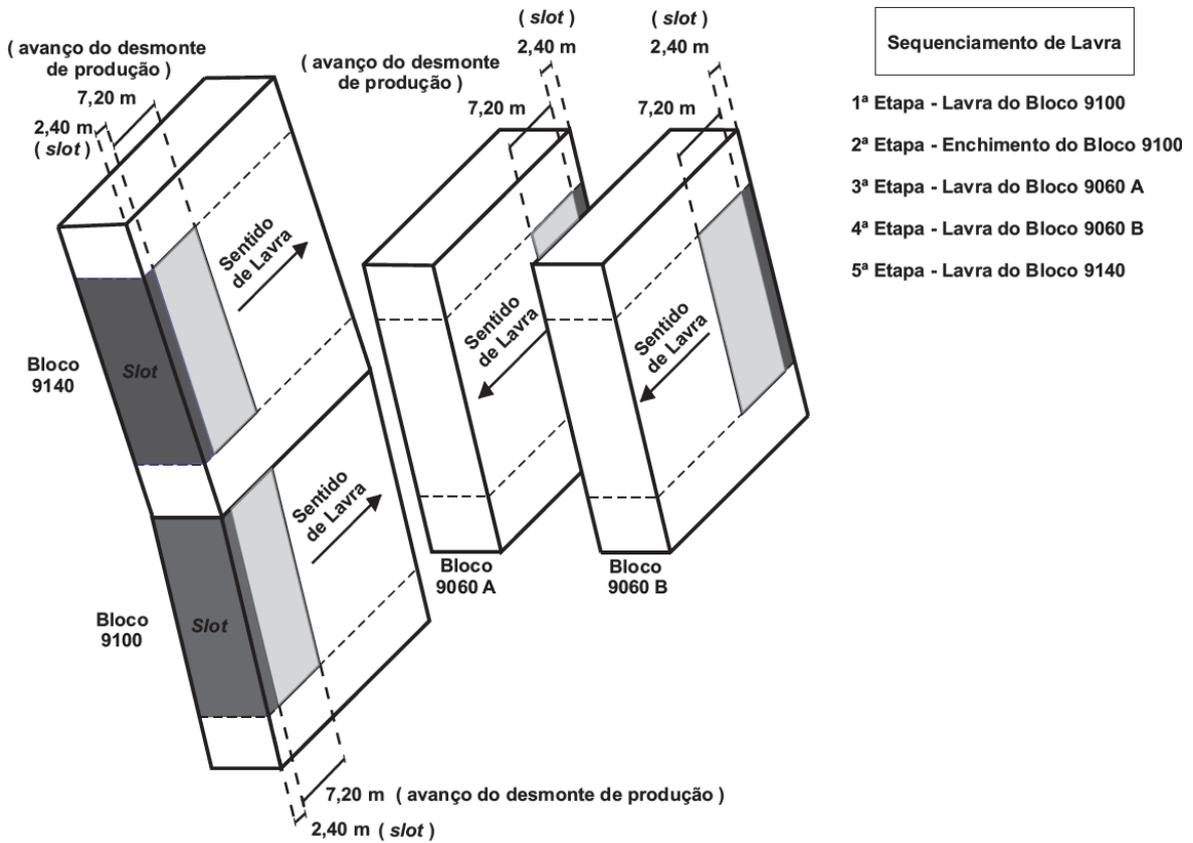


Figura 5.47 – Sequenciamento de lavra e de desmonte dos realces analisados.

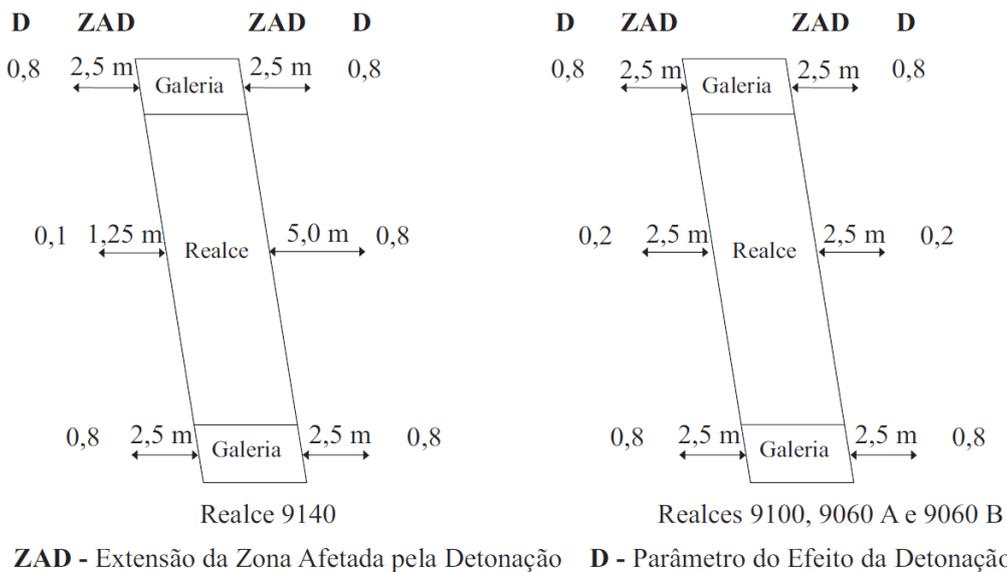


Figura 5.48 – Extensão das zonas de rocha afetada pela detonação em galerias e em realces.

Tabela 5.13 – Efeito da detonação da galeria sobre os parâmetros do maciço rochoso utilizados no critério de ruptura de Hoek-Brown.

		Antes da Escavação			Depois da Escavação			
		E_{mr} (GPa)	m_b	s	D	E_{mr} (GPa)	m_b	s
Galerias de Minério	⁽¹⁾ BXD _{Lapa}	10	3,012	0,0016	0,8	3	0,757	0,0002
	1º cenário	8	3,012	0,0016	0,8	2	0,757	0,0002
	2º cenário	12	3,012	0,0016	0,8	4	0,757	0,0002
	⁽²⁾ BXD _{Capa}	8	3,012	0,0016	0,8	2	0,757	0,0002
	3º cenário	8	3,012	0,0016	0,8	2	0,757	0,0002
	4º cenário	12	3,012	0,0016	0,8	4	0,757	0,0002

⁽¹⁾ BXD_{Lapa} – Brecha dolomítica posicionada na lapa do realce

⁽²⁾ BXD_{Capa} – Brecha dolomítica posicionada na capa do realce

Tabela 5.14 – Efeito da detonação do realce sobre os parâmetros do maciço rochoso utilizados no critério de ruptura de Hoek-Brown.

		Antes da Escavação			Depois da Escavação			
		E_{mr} (GPa)	m_b	s	D	E_{mr} (GPa)	m_b	s
Realces 9100, 9060 A e 9060 B	⁽¹⁾ BXD _{Lapa}	10	3,012	0,0016	0,2	8	2,392	0,0010
	1º cenário	8	3,012	0,0016	0,2	6	2,392	0,0010
	2º cenário	12	3,012	0,0016	0,2	9	2,392	0,0010
	⁽²⁾ BXD _{Capa}	8	3,012	0,0016	0,2	6	2,392	0,0010
	3º cenário	8	3,012	0,0016	0,2	6	2,392	0,0010
	4º cenário	12	3,012	0,0016	0,2	9	2,392	0,0010
Realce 9140	⁽¹⁾ BXD _{Lapa}	10	3,012	0,0016	0,1	9	2,700	0,0013
	1º cenário	8	3,012	0,0016	0,8	2	0,757	0,0002
	2º cenário	12	3,012	0,0016	0,8	4	0,757	0,0002
	⁽²⁾ BXD _{Capa}	8	3,012	0,0016	0,8	2	0,757	0,0002
	3º cenário	8	3,012	0,0016	0,8	2	0,757	0,0002
	4º cenário	12	3,012	0,0016	0,8	4	0,757	0,0002

⁽¹⁾ BXD_{Lapa} – Brecha dolomítica posicionada na lapa do realce

⁽²⁾ BXD_{Capa} – Brecha dolomítica posicionada na capa do realce

6. CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA DE MACIÇOS ROCHOSOS

A classificação é o resultado de colocar objetos em diferentes classes, com o propósito de obter uma visão global otimizada de um fenômeno ou de um conjunto de dados. Os sistemas de classificação geomecânica de maciços rochosos não se restringem à separação do maciço em classes, pois atribuem a cada classe uma avaliação numérica e uma solução de engenharia. Logo, os sistemas de classificação de maciços rochosos podem ser considerados como métodos empíricos de projeto de engenharia (Stille & Palmström, 2003).

Tradicionalmente, os sistemas de classificação geomecânica foram concebidos para setorizar o maciço em classes de rochas distintas, e associar às mesmas, informações sobre o provável comportamento do maciço, e as respectivas soluções de engenharia a serem adotadas. Atualmente, os sistemas de classificação são utilizados em conjunto com ferramentas analíticas e numéricas. Nesta nova aplicação, os sistemas de classificação são utilizados para estimar os valores dos parâmetros, de resistência e deformabilidade, de maciços rochosos. Estes parâmetros são estimados por meio de diferentes correlações empíricas, envolvendo parâmetros da rocha intacta e índices de classificação do maciço rochoso. Enquanto que, as soluções de engenharia decorrem das análises numéricas e/ou analíticas (Milne *et al.*, 1998).

A diferença, entre o uso tradicional e o recente dos sistemas de classificação geomecânica, está na aplicação da avaliação empírica. No uso tradicional, as soluções de engenharia são empíricas. No uso recente, as determinações dos parâmetros geotécnicos de maciços rochosos são empíricas, mas a solução de engenharia baseia-se em análises numéricas e/ou analíticas.

Em face destas aplicações, e considerando a simplicidade e a habilidade em gerenciar incertezas, os sistemas de classificação tornaram-se parte integrante do planejamento de mina (Serra Júnior & Ojima, 2009). Na mina Vazante, em especial, três sistemas de classificação são utilizados, para duas diferentes finalidades. Estes sistemas são apresentados no próximo item, bem como suas finalidades citadas.

6.1. SISTEMAS DE CLASSIFICAÇÃO APLICADOS NA MINA VAZANTE

Os sistemas de classificação de maciços rochosos, RMR e Q, são aqueles mais comumente utilizados. Estes sistemas foram, originalmente, desenvolvidos com base em determinados tipos de maciços rochosos e circunstâncias. O uso destes sistemas gera resultados confiáveis,

quando os maciços rochosos, ou a circunstâncias, avaliados assemelham-se àqueles, que se constituíram a base para o desenvolvimento destes sistemas (Brady & Brown, 2004).

No caso da mina Vazante, as aplicações dos sistemas RMR e Q caracterizaram-se, em parte, por uma insensibilidade às variações menores da qualidade do maciço, e por recomendações de contenção conservadora. Em decorrência disto, elaborou-se um sistema de classificação específico para a mina, denominado sistema Vazante. Portanto, na mina Vazante utilizam-se três sistemas de classificação, o sistema Vazante, RMR e Q (Couto & Caldeira, 2002).

O sistema Vazante é utilizado para classificar o maciço, e definir as soluções de engenharia para as escavações de galerias, travessas e outras aberturas menores. Os sistemas Q e RMR são utilizados para dimensionar realces, por meio de métodos empíricos como, por exemplo, o método gráfico de estabilidade modificado por Potvin (Potvin, 1988) e o sistema de classificação MRMR (Laubscher,1990). Neste trabalho, utilizou-se o sistema GSI para classificar os maciços, no entorno dos realces. A seguir, apresentam-se estes sistemas.

6.1.1. SISTEMA VAZANTE

As análises geológico-geotécnicas das escavações da mina, dos testemunhos de sondagens e dos ensaios de laboratório, bem como, a experiência acumulada permitiram identificar quatro parâmetros, como aqueles que apresentam maior influência sobre o comportamento do maciço da mina. Por conseguinte, estes quatro parâmetros são os mais importantes, a serem definidos em uma classificação para o maciço rochoso da mina. Os quatro parâmetros são: o grau de fraturamento (fragmentação dos blocos); o grau de alteração; o padrão estrutural, cunha ou laje, associado às litologias; e a presença de fendas (Couto & Caldeira, 2002).

A influência destes parâmetros foi constatada, uma vez que, estes são os únicos parâmetros que variam ao longo das diversas áreas da mina subterrânea. Com base nos mesmos, desenvolveu-se o sistema de classificação Vazante (Tabela 6.1), para aplicação específica no maciço rochoso da referida mina. O intuito deste sistema é subsidiar os projetos de escavação de médio e longo prazo, definindo o melhor traçado para galerias, bem como, definindo critérios de contenção para as diferentes classes de maciço (Couto & Caldeira, 2002).

Os parâmetros grau de alteração, grau de fraturamento, recuperação de sondagem e RQD, presentes na Tabela 6.1, foram citados por Bieniawski (1973) como índices básicos de

caracterização de maciços rochosos. Estes e os demais índices do sistema Vazante, bem como, as recomendações para suporte (Tabela 6.3) são apresentados a seguir.

Tabela 6.1 – Sistema Vazante (modificado de Couto & Caldeira, 2002).

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

O grau de alteração, inicialmente, presente na primeira versão do sistema RMR (Bieniawski, 1973), apresenta relação direta com a resistência à compressão uniaxial (σ_{ci}) da matriz rochosa e, por conseguinte foi retirado das versões posteriores do sistema RMR (Serra Júnior & Ojima, 2009). Além desta relação, o grau de alteração é um índice básico de caracterização expedita, o que potencializa a sua aplicação. No maciço rochoso da mina Vazante, a avaliação deste parâmetro baseia-se nas seguintes interpretações: graus de alteração A2, A2-A3 e A3 representam condições de alterações crescentes, porém restritas aos planos de descontinuidades do maciço rochoso; grau de alteração A3-A4 representa uma condição onde a alteração expande-se a partir das descontinuidades do maciço rochoso para a matriz rochosa; e grau de alteração A4 representa uma condição onde a rocha está totalmente alterada apresentando porções de argila bem desenvolvidas com fragmentos de rocha. Observa-se que

os graus de alteração A2-A3 e A3-A4 representam condições de transição entre graus de alteração A2 para A3 e A3 para A4, respectivamente. A partir destas interpretações, estruturou-se a correlação entre grau de alteração e a resistência à compressão uniaxial da matriz rochosa (σ_{ci}), conforme descrita na Tabela 6.2 (Couto & Caldeira, 2002).

Tabela 6.2 – Relação entre grau de alteração e σ_{ci} (modificado de Couto & Caldeira, 2002).

Grau de Alteração	Condição da Matriz Rochosa	Ensaio de Resistência	Resistência à Compressão Uniaxial - σ_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	-	-

O grau de fraturamento é um critério de avaliação quantitativa de testemunhos de sondagens, o qual define o espaçamento médio das fraturas e, por conseguinte permite duas aplicações. A primeira refere-se à inferência das dimensões dos blocos de rocha, que se formam na escavação do maciço. A segunda refere-se à avaliação da coerência na classificação, pois, segundo Serra Junior & Ojima (2009), o grau de alteração e o espaçamento das fraturas condicionam o RQD. Análoga ao grau de alteração, os graus de fraturamento F2-F3, F3-F4 e F4-F5 representam condições de transição (Couto & Caldeira, 2002).

A qualidade da rocha é um critério de avaliação qualitativa expedido dos testemunhos de sondagens, o qual permite avaliar a coerência da classificação, pois apresenta relação direta com grau de alteração, grau de fraturamento, recuperação e RQD (Couto & Caldeira, 2012).

O parâmetro padrão estrutural apresenta uma correlação direta com a orientação do acamamento (S_0) e da família de descontinuidades NE. Valores de mergulho suave, para o acamamento (S_0), implicam na presença de lajes, ao longo do teto das galerias da mina. Já valores de mergulho elevado implicam na presença de cunhas. A importância deste parâmetro está relacionada ao procedimento de instalação de tirantes.

A individualização de litologias é utilizada como um índice básico de caracterização, pois os tipos litológicos presentes na mina apresentam características gerais, sensivelmente, distintas entre si, e distribuição espacial bem definida.

Por último, a recuperação de testemunhos e o RQD são critérios de análises quantitativas de testemunhos de sondagens. Estes avaliam a qualidade do maciço e identificam a presença, ou

não, de fendas, as quais se constituem em regiões críticas do maciço. O motivo, para aplicação conjunta destes dois parâmetros, é a verificação de ocorrências de fendas associadas a regiões do maciço rochoso da mina apresentando elevado RQD. Como se observa na Tabela 6.1, há relação entre classes e faixa de valores de RQD, no sistema Vazante (Couto, 2012).

Tabela 6.3 – Recomendação de suporte do sistema Vazante (modificado de Couto & 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.	

A definição dos parâmetros, para o atirantamento sistemático, baseou-se na análise de dois elementos. O primeiro é a determinação de dimensões e massas dos deslocamentos característicos da mina. Esta determinação foi realizada por meio de retroanálise de deslocamentos ocorridos, e utilizando os programas computacionais DIPS e UNWEDGE. Conhecendo as dimensões e as massas dos deslocamentos característicos da mina, passa-se à análise do segundo elemento, as determinações da malha, do comprimento e do diâmetro de tirantes. Estas determinações baseiam-se na capacidade de carga dos tirantes, definida por meio de ensaios de arrancamento em campo, e pela utilização do programa computacional UNWEDGE (Couto & Caldeira, 2002).

As recomendações de contenção, para os maciços da classe V do sistema Vazante, são adaptações das recomendações sugeridas pelo sistema RMR, a maciços muito pobres (RMR < 20). Estas adaptações foram implementadas, a partir de uma metodologia de tentativa e erro, orientada por fundamentações teóricas e práticas. As recomendações para uso de concreto projetado referem-se a maciços muito fraturados, ou à presença de fendas no maciço. Há também, procedimentos técnicos internos para saneamento nas diferentes classes de maciço.

6.1.2. SISTEMA RMR

O sistema RMR foi desenvolvido por Bieniawski (1973), baseando-se, principalmente, em escavações de túneis rasos em rochas sedimentares, na África do Sul (Kaiser *et al.*, 1986). Inicialmente, o sistema apresentava oito índices básicos. Porém, o sistema RMR desenvolveu-se ao longo dos anos, buscando uma melhor percepção sobre a influência dos vários fatores do maciço rochoso, sobre a estabilidade da escavação. Em face às modificações, a versão descrita por Bieniawski (1989) apresenta cinco índices básicos, e um fator de correção, a orientação das descontinuidades em relação à direção do túnel (Tabela 6.4). Os índices são: resistência à compressão uniaxial (σ_{ci}) da matriz rochosa; índice de qualidade da rocha (RQD); espaçamento de descontinuidade; condição de descontinuidade; e a condição de água.

Obtêm-se a avaliação do maciço, somando-se as notas atribuídas ao maciço pelos seis índices. O valor atribuído ao maciço varia, em escala linear, entre 0 e 100, abrangendo cinco classes, cujas faixas de valores, e respectivas denominações, encontram-se na Tabela 6.4, no Item C. Definidas as classes, pode-se avaliar para cada uma delas, o tempo de auto-sustentação (Figura 6.1), bem como, as recomendações para escavação e suporte (Tabela 6.5).

Tabela 6.4 – Sistema RMR (modificado de Bieniawski 1989, 1993).

A - PARÂMETROS DE CLASSIFICAÇÃO E SEUS PESOS								
Resistência da Rocha Intacta (MPa)	Índice Puntiforme	10	4-10	2-4	1-2	Para faixa de valores baixos, referir-se à compressão uniaxial.		
	Compressão Uniaxial	> 250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1
	Peso Relativo	15	12	7	4	2	1	0
Índice de Qualidade da Rocha (%)	RQD	90-100	75-90	50-75	25-50	<25		
	Peso Relativo	20	17	13	8	3		
Espaçamento de Descontinuidades (m)	Esp.	> 2	0,6-2	0,2-0,6	0,06-0,2	<0,06		
	Peso Relativo	20	15	10	8	5		
	Persistência	não contínua	-	-	contínua	contínua		
Descrição Simples	Abertura	fechada	< 1 mm	< 1 mm	1-5 mm	> 5 mm		
	Rugosidade	elevada	leve	leve	ou superfície polida	ou		
	Alteração	sem alteração	leve	alta	ou preenchimento com espessura < 5 mm	Preenchimento mole com espessura > 5 mm		
	Peso Relativo	30	25	20	10	0		
	ou	Persistência	< 1 m	1-3 m	3-10m	10-20	> 20 m	
Descrição Detalhada	Peso Relativo	6	4	2	1	0		
	Abertura	Fechada	< 0,1 mm	0,1-1,0 mm	1-5 mm	> 5 mm		
	Peso Relativo	6	5	4	1	0		
	Rugosidade	Elevada	Moderada	Leve	Lisa	Polida		
	Peso Relativo	6	5	3	1	0		
Condição de Descontinuidades	Preenchimento	Nenhum	Duro		Mole			
	Peso Relativo	6	< 5 mm	> 5 mm	< 5 mm	> 5 mm		
	Alteração	sem alteração	Leve	Moderada	Alta	Decomposta		
	Peso Relativo	6	4	2	2	0		
		Alteração	sem alteração	Leve	Moderada	Alta	Decomposta	
Condições de Água Subterrânea	Peso Relativo	6	5	3	1	0		
	Infiltração ao Longo de 10 m de Túnel (L/min)	Nenhum	< 10	10-25	25-125	> 125		
	ou	0	0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	> 0,5		
	ou	completamente seco	úmido	molhado	gotejando	fluxo		
	Condições Gerais	completamente seco	úmido	molhado	gotejando	fluxo		
	Peso Relativo	15	10	7	4	0		
B - FATOR DE CORREÇÃO PARA ORIENTAÇÃO DE DESCONTINUIDADE								
Tipo de Obra	Muito Favorável	Favorável	Condição / Peso Relativo			Desfavorável	Muito Desfavorável	
Túneis e Minas	0	-2	-5	-10	-12			
Fundações	0	-2	-7	-15	-25			
Taludes	0	-5	-25	-50	-60			
C - CLASSES DE MACIÇOS ROCHOSOS								
Classe	I	II	III	IV	V			
Descrição	Rocha Muito Boa	Rocha Boa	Rocha Razoável	Rocha Pobre	Rocha Muito Pobre			
Peso Total	81-100	61-80	41-60	21-40	< 21			
D - SIGNIFICADO DAS CLASSES DE MACIÇO ROCHOSO								
Classe	I	II	III	IV	V			
Vão Livre Estável (Valores Médios)	Dimensão do Vão	15 m	10 m	5 m	2,5 m	1 m		
	Tempo de Auto-Sustentação	20 anos	1 ano	1 semana	10 horas	30 minutos		
Coesão do Maciço Roch. (MPa)	> 0,4	0,3-0,4	0,2-0,3	0,1-0,2	< 0,1			
Âng. de Atrito do Maciço Roch. (graus)	> 45	35-45	25-35	15-25	< 15			
E – FATOR DE CORREÇÃO – INFLUÊNCIA DA ORIENTAÇÃO DAS DESCONTINUIDADES								
Direção perpendicular ao eixo do túnel			Direção paralela ao eixo do túnel			Direção Qualquer		
Escavação no sentido do mergulho		Escavação no sentido contrário ao mergulho						
Ângulo de Mergulho		Ângulo de Mergulho		Ângulo de Mergulho		Ângulo de Mergulho		
45°-90°		45°-90°		20°-45°		45°-90°		
Muito Desfavorável	Favorável	Razoável	Desfavorável	Razoável	Muito Desfavorável	Razoável		

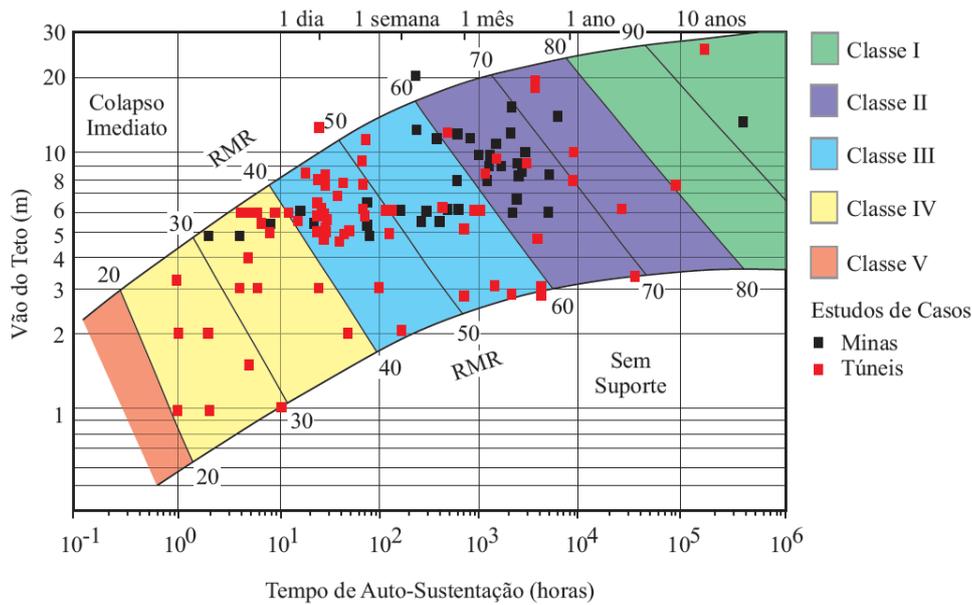


Figura 6.1 – Vão livre estável (modificado de Bieniawski, 1976).

Tabela 6.5 – Recomendação para escavação e suporte do sistema RMR⁽¹⁾ (modificado de Bieniawski, 1989).

Classe de Maciço	Escavação	Reforço / Suporte		
		Ancoragem	Concreto Projetado	Cambota Metálica
81-100 Muito Bom	Seção total com avanço de 3 m.	Geralmente não requer suporte exceto ancoragens pontuais ocasionalmente		
61-80 Bom	Seção total com avanço de 1 a 1,5 m. Suporte completo a 20 m da frente.	Localmente, ancoragens com 3 m de comprimento no teto, espaçadas de 2,5 m, com telas ocasionalmente.	50 mm no teto quando necessário	Nenhuma
41-60 Razoável	Seção parcial com avanço de 1,5 a 3 m em bancada (calota e rebaixo), instalando suporte a cada fogo. Suporte completo a 10 m da frente.	Ancoragens sistemáticas com 4 m de comprimento, espaçadas de 2 m nas paredes e teto, com tela no teto.	50 a 100 mm no teto, 30 mm nas paredes	Nenhuma
21-40 Pobre	Seção parcial com avanço de 1 a 1,5 m em bancada (calota e rebaixo), instalando suporte simultaneamente com a escavação.	Ancoragens sistemáticas de 4 a 5 m de comprimento espaçadas de 1 a 1,5 m com tela no teto e paredes.	100 a 150 mm no teto e 100 mm nas paredes	Cambota leve a média, espaçadas de 1,5 m, onde requerido.
<20 Muito Pobre	Seções múltiplas com avanço de 0,5 a 1,5 m, instalando suporte simultaneamente com a escavação, e aplicando concreto projetado após o fogo, tão rápido quanto possível.	Ancoragens sistemáticas com 5 a 6 m de comprimento espaçadas de 1 a 1,5 m com tela no teto e paredes. Ancoragem invertida	150 a 250 mm no teto, 150 mm nas paredes e 50 mm na face.	Cambota média a pesada, espaçadas de 0,75 m, com coberturas de aço e enfilagem se necessário. Fechamento invertido

⁽¹⁾ Aplicado a túneis em forma de ferradura com largura de 10 m, apresentando tensão vertical menor que 25 MPa e escavado por perfuração e desmonte de rocha.

A principal vantagem do sistema RMR é a facilidade em usá-lo. As críticas mais comuns referem-se à insensibilidade às variações menores na qualidade do maciço, às recomendações conservadoras de suporte e à ausência de revisão para a inclusão de novas ferramentas de

suporte (Milne *et al.*, 1998). Observa-se ainda que a aplicação do sistema RMR, à mina subterrânea, pode necessitar de ajustes por meio de fatores de correção, a fim de adaptá-lo a condições específicas de mina. Estes fatores de ajustes referem-se: à alteração; ao efeito do desmonte; às tensões virgens e as induzidas pela lavra; e às zonas de falhas ou fraturamento próximas às escavações da mina (Bieniawski, 1989; Laubscher, 1990). Por último cita-se a mais recente versão do sistema RMR, denominada RMR14. Esta versão mantém uma estrutura similar à versão de 1989, porém sugere a introdução de novos parâmetros, como resistência das juntas e alteração do maciço (Celada *et al.*, 2014).

6.1.3. SISTEMA Q

O sistema Q desenvolveu-se com base na análise histórica de 200 casos de túneis escavados em rochas duras na Escandinávia, avaliando 13 tipos de rochas ígneas, 24 metamórficas e 9 sedimentares (Barton *et al.*, 1974; Brady & Brown, 2004). Assim como o sistema RMR, o sistema Q desenvolveu-se ao longo dos anos, buscando uma melhor percepção sobre a influência dos vários fatores do maciço, sobre a estabilidade da escavação. Os índices básicos de caracterização do sistema Q, e as classes de maciço estão descritos nas Tabelas 6.6 a 6.12.

O sistema Q utiliza seis índices para avaliar o maciço, são eles: RQD (índice de qualidade da rocha), J_n (índice de influência do número de famílias de descontinuidades), J_r (índice de influência da rugosidade das superfícies de descontinuidades), J_a (índice da influência da alteração das superfícies das descontinuidades), J_w (índice de influência da água subterrânea) e o SRF (índice de influência do estado de tensões no entorno da escavação). Obtém-se a avaliação do maciço, considerando a contribuição de cada um dos seis índices, por meio de:

$$Q = [RQD/J_n] \times [J_r/J_a] \times [J_w/SRF] \quad (6.1)$$

onde, a razão, $[RQD/J_n]$, representa a estrutura global do maciço e constitui em uma referência grosseira sobre as dimensões relativas dos blocos de rocha, a razão, $[J_r/J_a]$, representa a resistência ao cisalhamento das superfícies de descontinuidades, e a terceira razão, $[J_w/SRF]$, representa o efeito das tensões sobre as escavações (Barton *et al.*, 1974).

Os valores obtidos pela Equação 6.1 e atribuídos ao maciço variam em escala logarítmica entre 0,001 e 1000, abrangendo nove classes de maciços rochosos, cujas faixas de valores e respectivas denominações encontram-se descritas nas Tabelas 6.6 a 6.12 (Barton *et al.*, 1974).

Tabela 6.6 – RQD (modificado de Barton, 2002).

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.

Tabela 6.7 – J_n (modificado de Barton, 2002).

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 $2 \times J_n$

Tabela 6.8 – J_r (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

Tabela 6.9 – J_a (modificado de Barton, 2002).

a) Contato rocha-rocha entre as paredes das descontinuidades			
	Descrição	J_a	ϕ_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	ϕ_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	ϕ_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	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°

Tabela 6.10 – J_w (modificado de Barton, 2002).

	Descrição	Pressão de Água Aproximada (kgf/cm²)	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

Tabela 6.11 – SRF (modificado de Barton, 2002).

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	σ_{ci} / σ_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	Deslocamento moderado após 1 hora, em rocha maciça.	3-5	0,5-0,65	5,0–50,0
L	Deslocamento 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 σ_{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) σ_{ci} – resistência à compressão simples; σ_1 – tensão principal maior; σ_3 – tensão principal menor; e σ_θ – 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 γ 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		

Tabela 6.12 – Classes de maciço – sistema Q (Barton *et al.*, 1974).

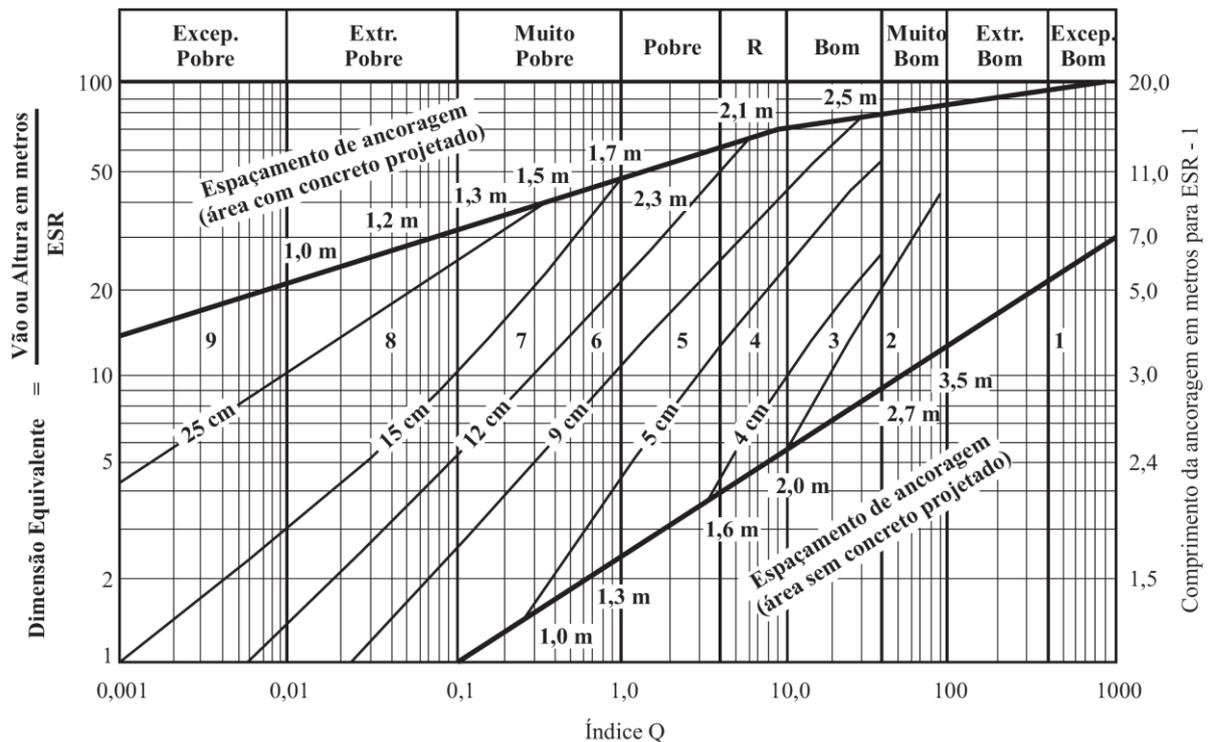
Classe de Maciço	Valor de Q
Maciço excepcionalmente pobre (Excep. Pobre)	0,001 – 0,01
Extremamente pobre (Extr. Pobre)	0,01 – 0,1
Muito pobre	0,1 – 1,0
Pobre	1,0 – 4,0
Regular (R)	4,0 – 10,0
Bom	10,0 – 40,0
Muito bom	40,0 – 100,0
Extremamente bom (Extr. Bom)	100,0 – 400,0
Excepcionalmente bom (Excep.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

Complementando a descrição do sistema Q, apresentam-se o parâmetro ESR (*excavation support ratio*), referente ao tipo de escavação, e as recomendações de suporte, respectivamente, na Tabela 6.13 e na Figura 6.2.

A principal vantagem do sistema Q é a condição de ser sensível a variações menores nas propriedades do maciço. Entre as desvantagens, cita-se a relativa dificuldade, por parte de usuários inexperientes, em aplicá-lo. Cabe ressaltar que, o sistema Q é amplamente utilizado na mineração subterrânea, de maneira indireta, por métodos empíricos aplicados ao dimensionamento de realces de mina, conforme observado no Capítulo 2 (Milne *et al.*, 1998).

Tabela 6.13 – ESR (modificado de Barton em 2008, citado por Singh & Goel, 2011).

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



Exc - Excepcionalmente Ext - Extremamente R - Razoável

Tipos de Reforços

- | | |
|--|---|
| 1) Sem suporte | 6) Concreto projetado reforçado com fibra e atirantamento, 9 a 12 cm |
| 2) Atirantamento esporádico | 7) Concreto projetado reforçado com fibra e atirantamento, 12 a 15 cm |
| 3) Atirantamento sistemático | 8) Concreto projetado reforçado com fibra > 15 cm, arcos reforçados de concreto projetado e atirantamento |
| 4) Atirantamento sistemático (e concreto projetado sem fibra, 4 a 10 cm) | 9) Revestimentos com concreto estrutural |
| 5) Concreto projetado reforçado com fibra e atirantamento, 5 a 9 cm | |

Figura 6.2 – Recomendação de suporte do sistema Q (Modificado de Barton, 2007).

6.1.4. SISTEMA GSI

O sistema GSI, *Geological Strength Index*, ou índice de resistência geológica, foi apresentado por Hoek (1994). Porém, para uma compreensão ampla, sobre sua origem, é necessário retroceder a 1980, quando o critério de ruptura de Hoek-Brown, descrito pela Equação 5.1, foi apresentado por seus autores, Hoek & Brown (1980).

Inicialmente, os autores em questão sentiram a necessidade de estimar os parâmetros de resistência m e s , do referido critério de ruptura, a partir de medições ou observações geológicas do maciço rochoso. Então, Hoek & Brown (1980) perceberam que, as

características, condicionadoras do comportamento deformacional e da resistência dos maciços rochosos, eram similares às aquelas características utilizadas por Bieniawski (1973) e Barton *et al.* (1974), para seus respectivos sistemas de classificação de maciços rochosos, RMR e Q. Como, em 1980, os sistemas de classificação, RMR e Q, já eram bem estabelecidos, e não havia aparente necessidade de propor outro sistema de classificação, Hoek & Brown (1980) propuseram estimar as constantes do material, m e s , por meio dos sistemas de classificação, RMR e Q (Hoek *et al.*, 2005; Hoek & Marinos, 2007).

Posteriormente, Hoek (1994) e Hoek *et al.* (1995) verificaram a necessidade em substituir o índice RMR, na determinação dos parâmetros m , s e a , do critério de ruptura de Hoek-Brown generalizado, descrito pela Equação 5.4. Estes autores perceberam a necessidade, em obter um índice estritamente fundamentado nas observações geológicas, e menos em números. A partir desta consideração, estes autores elaboraram o sistema de classificação GSI, para servir de base para os cálculos dos parâmetros em questão.

O sistema de classificação GSI (Tabela 6.14) é um sistema simples. Este sistema baseia-se em análises visuais, das condições geológicas de um maciço rochoso. As condições geológicas analisadas são as litologias, as feições estruturais e a qualidade das superfícies das feições estruturais. As análises das litologias e das feições estruturais permitem definir o padrão estrutural do maciço rochoso e, por conseguinte o intertravamento dos blocos de rocha. Já, a análise da qualidade das superfícies consiste na definição das condições de rugosidade e intemperismo/alteração, das superfícies entre os blocos de rocha. Por ser um sistema de classificação simples, rápido e confiável, o sistema GSI agradou a engenheiros e geólogos de campo experientes (Hoek & Karzulovic, 2000; Singh & Goel, 2011).

A primeira tabela do índice GSI, descrita no trabalho de Hoek (1994), caracterizava-se por apresentar quatro estruturas de maciço. Ao longo dos anos, diferentes trabalhos contribuíram para o desenvolvimento do sistema GSI, como por exemplo, Hoek & Brown (1997), Hoek *et al.* (1998), Marinos & Hoek (2001), Hoek *et al.* (2005), Marinos *et al.* (2005) e Hoek & Marinos (2007). Considerações geológicas cada vez mais determinantes foram introduzidas, e discussões, sobre a faixa de aplicação e as limitações do índice GSI, apresentadas. Em decorrência deste desenvolvimento, o sistema GSI, descrito por Hoek & Marinos (2007), apresenta-se por meio da Tabela 6.14.

Tabela 6.14 – Sistema GSI (modificado de Hoek & Marinos, 2007).

<p align="center">GSI para Maciços Fraturados</p> <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> <p align="center">ESTRUTURAS</p>		<p align="center">CONDIÇÕES DAS SUPERFÍCIES</p> <p>MUITO BOA Superfícies muito rugosas, recentes e não intemperizadas.</p> <p>BOA Superfícies rugosas, levemente intemperizadas e oxidadas.</p> <p>RAZOÁVEL Superfícies lisas, moderadamente intemperizadas e alteradas</p> <p>POBRE Superfícies polidas, altamente intemperizadas com cobertura ou preenchimento ou fragmentos angulares compactos.</p> <p>MUITO POBRE Superfícies polidas, altamente intemperizadas com cobertura ou preenchimento com argila mole.</p> <p align="center">Diminuição da Qualidade da Superfície →</p>				
<p align="center">Diminuição do Tracionamento entre os Fragmentos de Rocha</p>		<p align="center">→</p>				
	<p>INTACTA OU MACIÇA - amostras de rocha intacta, ou rocha <i>in situ</i>, com poucas descontinuidades, amplamente espaçadas.</p>	90	80	70	60	50
	<p>FRATURADA - maciço rochoso não perturbado, com estruturas bem intertravadas, compondo-se de blocos cúbicos formados pela interseção de três famílias de descontinuidades.</p>	90	80	70	60	50
	<p>MUITA FRATURADA - maciço rochoso intertravado, parcialmente perturbado, e com blocos angulares multifacetados, formados pela interseção de quatro ou mais famílias de descontinuidades.</p>	90	80	70	60	50
	<p>FRATURADA/PERTURBADA/POBRE maciço dobrado, com blocos angulares formados pela interseção de muitas famílias de descontinuidades. Persistência de planos de acamamento ou xistosidade.</p>	90	80	70	60	50
	<p>DESINTEGRADA - maciço rochoso com estruturas pobremente intertravadas, e altamente fraturado. Apresenta uma mistura de fragmentos de rochas angulares e arredondados.</p>	90	80	70	60	50
	<p>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.</p>	90	80	70	60	50

⁽¹⁾N/A - não se aplica

Como os sistemas RMR e Q são sistema de classificação de maciços rochosos bem estabelecidos, Hoek (1994) apresentou relações empíricas, que correlacionam o índice GSI aos índices RMR e Q. Estas relações estão descritas nas quatro equações, a seguir:

$$GSI = RMR'_{76} \quad (6.2)$$

$$GSI = RMR'_{89} - 5 \quad (6.3)$$

$$GSI = 9 \ln Q' + 44 \quad (6.4)$$

$$Q' = RQD/J_n \times J_r/J_a \quad (6.5)$$

onde, GSI é o índice de resistência geológica, RMR'_{76} e RMR'_{89} são os índices modificados dos sistemas RMR de Bieniawski (1976) e de Bieniawski (1989), respectivamente, e Q' é o índice modificado do sistema Q de Barton *et al.* (1974).

A relação descrita na Equação 6.2, aplica-se ao sistema RMR de 1976, para índices RMR'_{76} maiores do que 18 ($RMR'_{76} > 18$). Já a relação apresentada na Equação 6.3, aplica-se ao sistema RMR de 1989, para índices RMR'_{89} maiores do que 23 ($RMR'_{89} > 23$). Ressalta-se que, o índice RMR' é o índice RMR modificado. As modificações são duas, e têm por objetivo eliminar as condições circunstanciais do maciço, consideradas no sistema RMR. A primeira modificação consiste em considerar o maciço completamente seco, ou seja, assume-se a pontuação máxima para o Item Condições de Água Subterrânea. A segunda modificação é considerar o ajuste da orientação das descontinuidades, em relação à escavação, igual a zero.

Análogo à relação anterior, a correlação entre os índices GSI e Q deve desconsiderar as condições circunstanciais do maciço presentes no sistema Q. Para tanto, a razão (SRF / J_w) assume valor igual a 1. Assim a relação entre GSI e Q é obtida pela Equação 6.4, por meio do índice Q' . Por sua vez, o índice Q' é calculado pela Equação 6.5.

Mais recentemente, Hoek *et al.* (2013) propuseram estimar o índice GSI com base nas condições das superfícies das descontinuidades e no RQD, por meio das equações:

$$GSI = 1,5 JCond_{89} + RQD/2 \quad (6.6)$$

$$GSI = \frac{52J_r/J_a}{1+J_r/J_a} + RQD/2 \quad (6.7)$$

onde, GSI é o índice de resistência geológica, $JCond_{89}$ é o índice referente à condição da superfície das descontinuidades obtido por meio do Item A da Tabela 6.4 do sistema RMR

versão 1989, RQD é o índice de qualidade da rocha obtido por meio do procedimento descrito na Figura 5.23, e J_r/J_a é a razão presente no sistema Q de Barton *et al.* (1974) que representa as características de rugosidade e de alteração da superfície das descontinuidades ou do preenchimento.

A Equação 6.7 é empregada sempre que as informações disponíveis sobre a superfície de descontinuidades não é suficiente para obter o índice $J_{Cond_{89}}$, impossibilitando o uso da Equação 6.6 para estimar o valor de GSI.

Neste trabalho, emprega-se o sistema de classificação GSI para estimar, empiricamente, os parâmetros geotécnicos do maciço rochoso. Inicialmente, classificam-se os maciços da capa (HW), da lapa (FW) e da ZCV, analisando as diferentes estruturas. Posteriormente, estimam-se os parâmetros geotécnicos de resistência e de deformabilidade, destes maciços. Para tanto, os valores do índice GSI são aplicados nas Equações 5.5, 5.6, 5.7 e 5.8, descritas no Capítulo 5. A principal função do índice GSI neste cálculo, segundo Marinós & Hoek (2001), é reduzir os valores dos parâmetros obtidos em laboratórios, adequando-os às condições *in situ*. Daí a importância em descrever, adequadamente, as condições geológicas dos maciços.

6.2. APLICAÇÃO DOS SISTEMAS DE CLASSIFICAÇÃO À DILUIÇÃO NÃO PLANEJADA DE MINÉRIO

O mapeamento geológico-geotécnico, descrito no Apêndice C, realizou-se em maciços de classe II-A, II-B, III-A e III-B, do sistema Vazante. Estas classes representam maciços de boa qualidade. O mapeamento em questão mostrou que, a capa (HW) do realce constitui-se de brechas dolomíticas ou de dolomitos, ambas as litologias com estruturas distintas descritas na Figura 5.4 e na Figura 5.5. Em especial, a brecha dolomítica, litologia mais frequente, pode apresentar dois tipos de estruturas distintas. Supõe-se que, a princípio, o sistema de classificação a ser aplicado à capa (HW) dos realces, para fins de análise de diluição não planejada de minério, deva ser capaz de identificar estas diferenças estruturais.

Por esta razão, utilizou-se o sistema GSI, para classificar o maciço rochoso da capa (HW) do realce. Este sistema é capaz de identificar as diferentes estruturas de maciço, associadas às litologias em questão. Os demais sistemas de classificação, empregados na mina Vazante, não são capazes de captar estas variações das condições geológicas por completo.

O sistema Vazante, embora diferencie os dolomitos (classe II-A e III-A) e as brechas (classe II-B e III-B), não distingue as diferentes estruturas, que as brechas possam apresentar. Já os sistemas RMR e Q, não são sensíveis, sequer, à individualização das classes de maciço II-A, II-B, III-A e III-B, conforme se verifica na Tabela 6.15. Esta tabela é um resumo das correlações descritas no Apêndice K.

Tabela 6.15 – Correlação entre os sistemas Vazante, RMR e Q.

Dolomitos - Cinza e Rosa				Brecha Dolomítica					Brecha Willemítica								
Vazante	RMR			Q		Vazante	RMR			Q		Vazante	RMR			Q	
Classe	Classe	Índice		Classe	Índice	Classe	Classe	Índice		Classe	Índice	Classe	Classe	Índice		Classe	Índice
II-A	III MR	56		MR	5	II-B	41 ou 45			MP	1,33	II-B	43 ou 47			MP	1,33
III-A		52			4,38		III MR	41			1,1		III-B	43			1,1
IV-A		45		MP	3,125	IV-A	IV MP	36	MMP	0,833	IV-A	IV MP	36	MMP	0,833		
IV-B	IV MP	31		MMP	0,365	IV-B	IV MP	26	MMP	0,292	IV-B	IV MP	26	MMP	0,292		
V	V MMP	13 ou 16		MEP	0,02 ou 0,08	V	V MMP	18	MEP	0,021 ou 0,067	V	V MMP	18	MEP	0,021 ou 0,067		

MR - Maciço Razoável MP - Maciço Pobre MMP - Maciço Muito Pobre MEP - Maciço Extremamente Pobre

Portanto, para fins de análise de diluição não planejada de minério, assume-se que o sistema GSI é o sistema mais adequado para classificar o maciço rochoso da capa (HW) dos realces na Mina Vazante.

7. ANÁLISE NUMÉRICA

Os maciços rochosos constituem-se de matriz rochosa e de planos de descontinuidades, ambos responsáveis por condicionar o seu comportamento. Por ser um material geológico natural, seus parâmetros geotécnicos não são precisamente estabelecidos. Além disto, a sua formação caracteriza-se por uma longa história de diferentes eventos geológicos, tais como movimentos tectônicos, soerguimento/subsidência, os quais lhe impuseram diferentes estados de tensões. Esta combinação, entre os constituintes e a longa história de formação, torna os maciços rochosos, materiais complexos para uma modelagem matemática, por meio de soluções analíticas. Assim, a modelagem numérica é inevitável em projetos de engenharia, a fim de avaliar o comportamento do material geológico (Jing & Stephansson, 2007).

No caso de mina subterrânea, além dos constituintes e da história de formação dos maciços rochosos, a complexidade das escavações dificulta a modelagem matemática, por meio de soluções analíticas. Logo, para avaliar a diluição não planejada de minério, na mina Vazante, realizaram-se análises numéricas. Para tanto, utilizou-se o programa CESAR-LCPC 3D, um código de elementos finitos desenvolvido pelo *Laboratoire Central des Ponts et Chaussées* (LCPC) da França, para simular e analisar, numericamente, as escavações de realces da mina.

A abordagem, sobre a referida análise numérica, está separada em seis itens, os quais descrevem a idealização da mina, a simulação das escavações, o método de solução, a determinação numérica da diluição, a aplicação do método probabilístico de Rosenblueth na simulação numérica, e os estudos de caso, todos apresentados, a seguir.

7.1. IDEALIZAÇÃO DA MINA

O primeiro passo, em uma análise numérica, é a idealização da estrutura, definindo um modelo de cálculo. A definição deste modelo passa pelo entendimento do problema físico a ser simulado. Observa-se ainda que o modelo em questão deve ser tão mais fiel à realidade, quanto possível, pois o método dos elementos finitos é um método computacional, com o qual se analisa e estuda-se não o sistema real físico, mas sim um modelo virtual, criado pelo próprio usuário. Portanto, erros grosseiros no modelo conduzem, necessariamente, a resultados numéricos que, apesar de corretos para o modelo fornecido pelo usuário, poderão estar desajustados do problema real, o qual se propunha resolver. Desta forma, além do

completo conhecimento dos parâmetros geotécnicos e da geometria do problema real a resolver, o usuário deve ter a capacidade de perceber as potencialidades e, sobretudo, as limitações do modelo a ser analisado (Alves Filho, 2008; Dias *et al.*, 2010).

Para analisar numericamente a diluição não planejada de minério, elaborou-se a idealização da região da mina a ser analisada. Este processo de idealização compõe-se da descrição do modelo físico, do modelo físico discretizado, das condições de contorno, das tensões iniciais, e do modelo constitutivo, todos descritos, a seguir. Na sequência, apresentam-se as considerações sobre as potencialidades e as limitações, para o referido modelo idealizado.

7.1.1. MODELO FÍSICO

O modelo físico consiste na descrição da geometria e das litologias, referentes à região analisada na mina Vazante (Figura 7.1). Este modelo físico advém do modelo geológico-geotécnico (Figura 5.47), portanto representa o maciço rochoso antes da escavação.

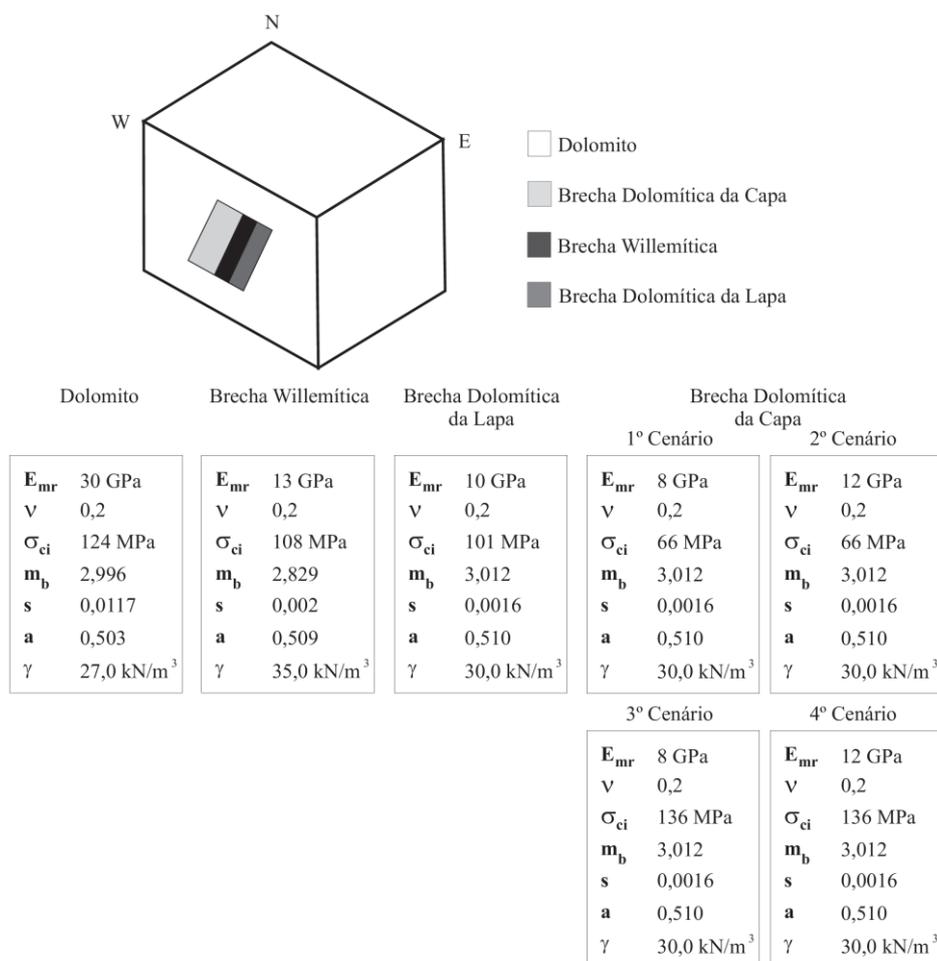


Figura 7.1 – Modelo físico.

Denota-se do modelo físico em questão que, o maciço rochoso é considerado como um meio contínuo. Na verdade, trata-se de um meio contínuo equivalente, posto que, o maciço rochoso da mina Vazante é um maciço fraturado. As razões, em considerar o maciço como um meio contínuo equivalente e não como um meio com descontinuidades, foram apresentadas no Capítulo 5, de forma resumida, e no Apêndice D, de forma detalhada.

7.1.2. MODELO FÍSICO DISCRETIZADO

Um modelo físico contínuo compõe-se de infinitos pontos. A substituição destes infinitos pontos, por um número finito de pontos discretos, denomina-se processo de discretização. Este processo consiste em dividir um modelo contínuo em um número finito de elementos, conectados entre si por meio de pontos discretos, denominados nós do modelo (Figura 7.2). O conjunto, formado por estes elementos e nós, denomina-se de malha de elementos finitos (Alves Filho, 2008).

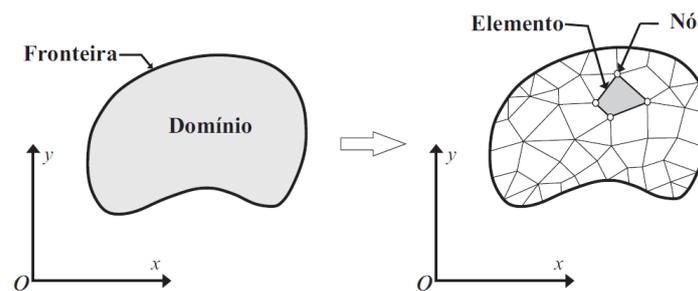


Figura 7.2 – Representação esquemática do processo de discretização de um domínio por elementos finitos (Dias *et al.*, 2010).

A importância da discretização é simular um modelo físico contínuo, como uma montagem de elementos finitos, conectados pelos nós do modelo, de forma que, eventuais deslocamentos impostos ao modelo físico, por algum tipo de solicitação, serão calculados somente nos nós do modelo discreto, e não nos infinitos pontos do modelo contínuo. Assim, é necessário garantir que, o número de nós do modelo discreto seja suficiente para representar, de forma aproximada, o deslocamento do modelo físico contínuo. Por conseguinte, regiões sujeitas a variações elevadas de tensões requerem um maior refinamento da malha de elementos finitos. Contudo, deve-se observar que, o tempo computacional de uma simulação numérica é diretamente proporcional ao número de nós da malha (Alves Filho, 2008; Soriano, 2009).

Em observação ao parágrafo anterior, a discretização do modelo físico da mina Vazante foi realizada, considerando a existência de duas regiões distintas, no entorno da escavação dos

realces. Uma região refere-se ao maciço rochoso, posicionado dentro da zona de influência da escavação do realce. Esta região, por estar sujeita a variações elevadas de tensões, requer um maior refinamento da malha de elementos finitos. E a outra região refere-se ao maciço rochoso, posicionado fora da referida zona de influência. Esta região, por não estar sujeita a elevadas variações de tensões, foi discretizada com elementos maiores. Foram analisados dois casos, um real e um hipotético, ambos referentes à mesma região da mina. A diferença da malha de elementos finitos, entre ambos os casos, é na discretização da zona de influência. Os detalhes da discretização estão apresentados nos próximos dois itens.

7.1.2.1. MALHA DE ELEMENTOS FINITOS

A geração da malha de elementos finitos da área analisada, na mina Vazante, está condicionada à definição da zona de influência dos realces. As dimensões desta zona de influência foram definidas por meio de análises presentes no Apêndice L. A partir destas análises, sugere-se que, a zona de influência dos realces apresente uma seção transversal semelhante a um paralelogramo, com 76 m de altura e 33,75 m de largura, conforme ilustração esquemática presente na Figura 7.3.

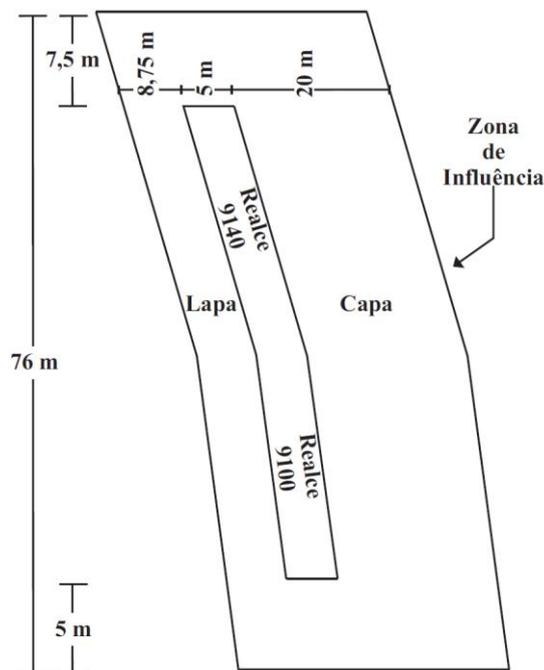


Figura 7.3 – Dimensões da zona de influência dos realces.

Definidas as dimensões da zona de influência dos realces, apresenta-se a malha de elementos finitos tridimensionais (Figuras 7.4 a 7.7). Esta malha foi gerada baseando-se no modelo

físico descrito na Figura 7.1. A malha compõe-se de 121.125 nós e 132.100 elementos. Os elementos tridimensionais utilizados são hexaédricos e pentaédricos.

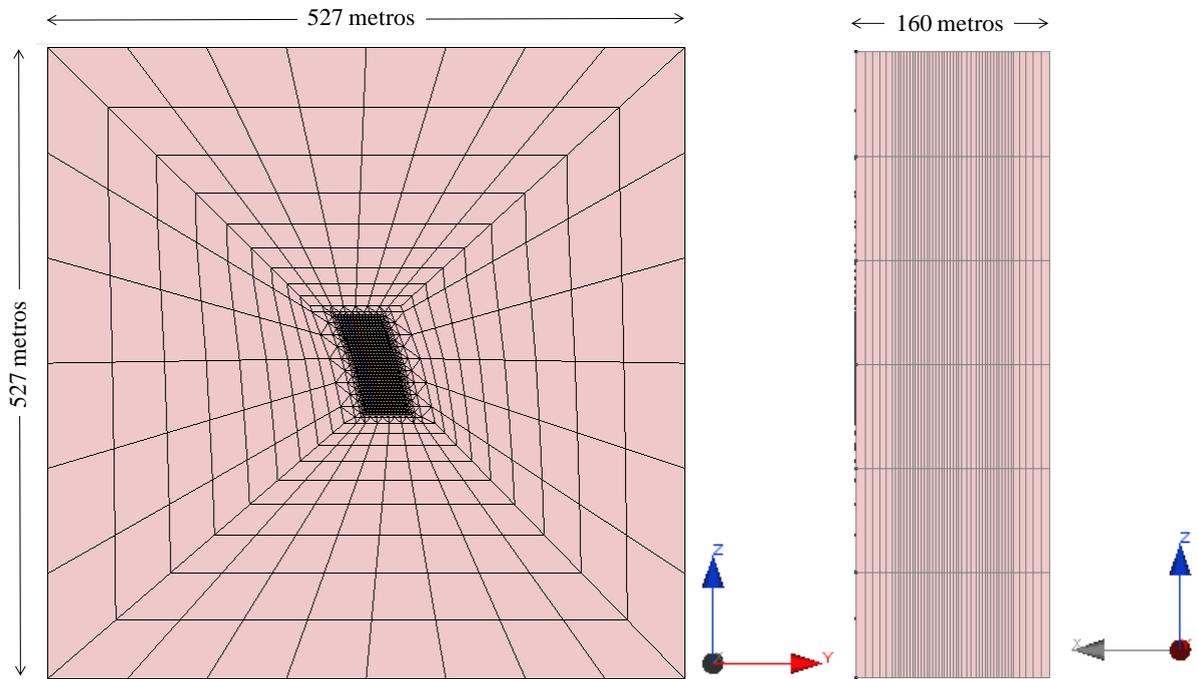


Figura 7.4 – Malha de elementos finitos tridimensional da área analisada na mina Vazante.

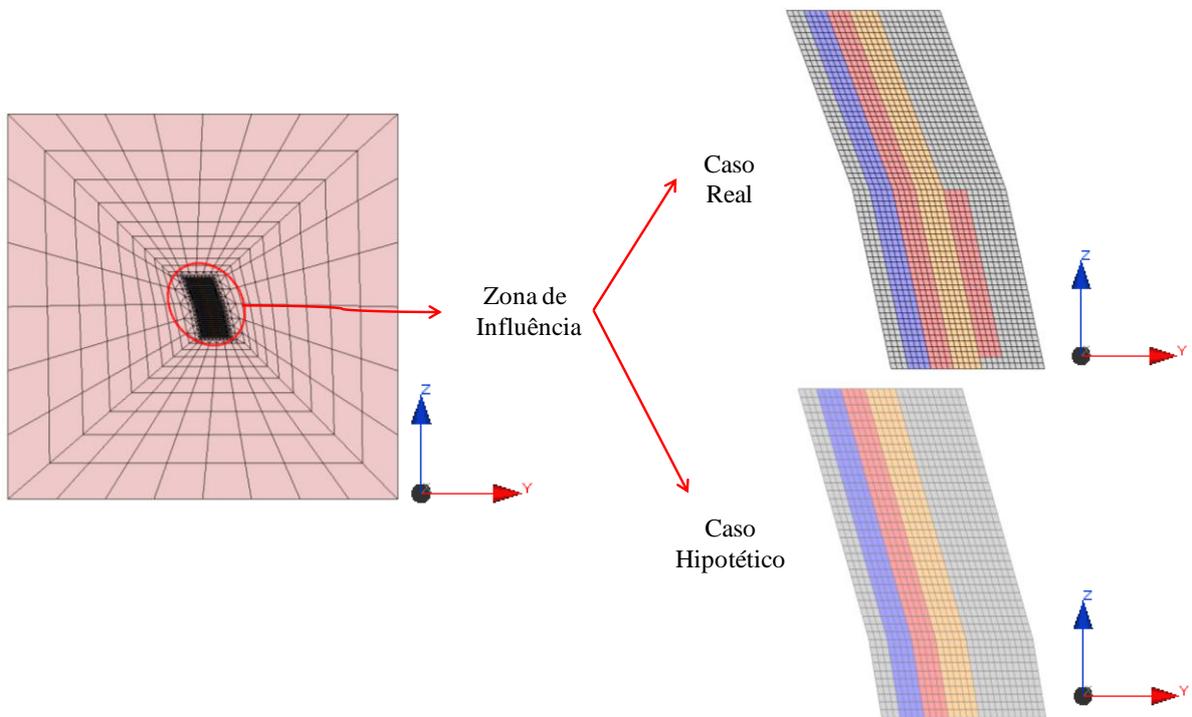


Figura 7.5 – Detalhe da malha de elementos finitos na zona de influência do realce.

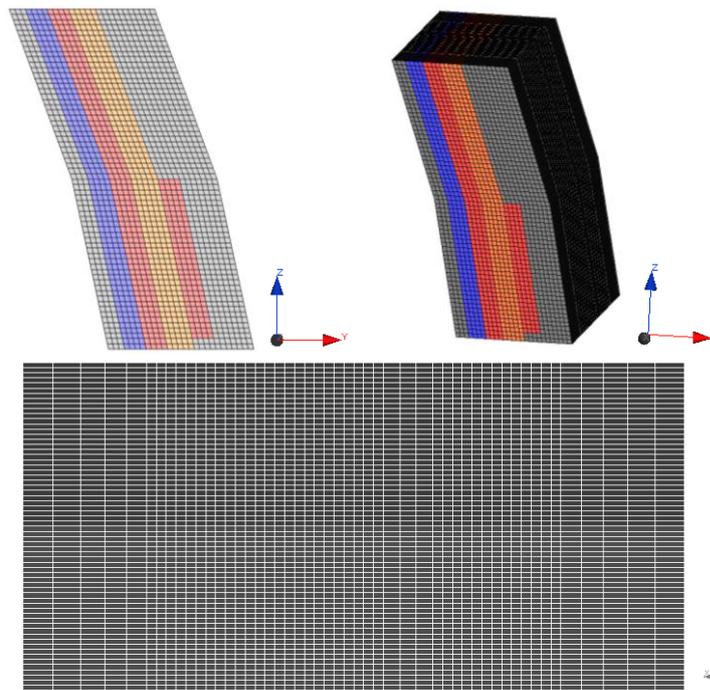


Figura 7.6 – Detalhe da malha de elementos finitos na zona de influência para análise do caso real.

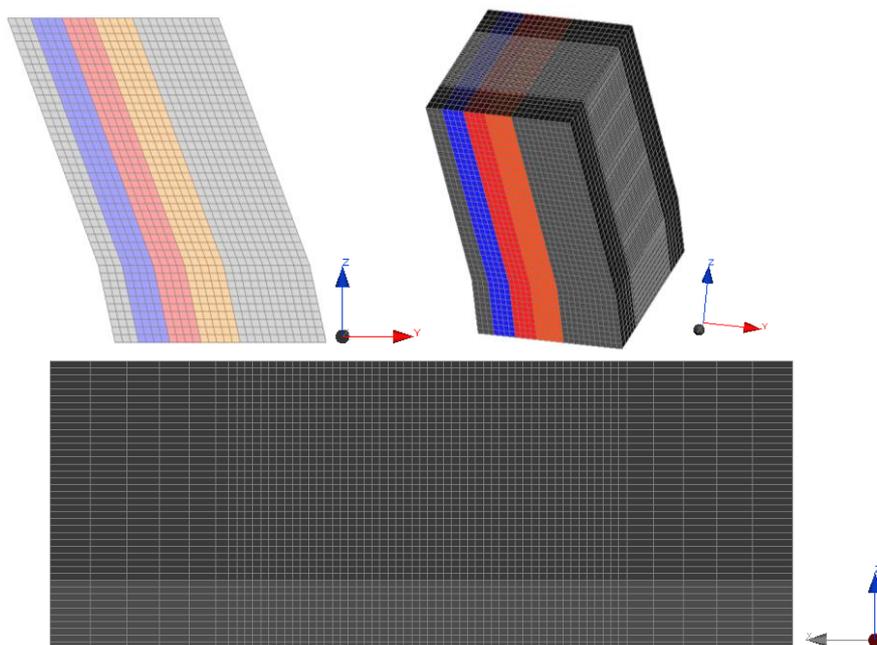


Figura 7.7 – Detalhe da malha de elementos finitos na zona de influência para análise do caso hipotético.

A região da malha de elementos finitos com maior refinamento, observada na Figura 7.6 e na Figura 7.7, corresponde à zona de influência dos realces. A razão para tal refinamento, como já citado, é o fato desta região estar sujeita a elevadas variações de tensões. A geração da malha, na região em questão, visou atender, também, dois outros objetivos, descritos a seguir.

O primeiro objetivo foi garantir que, os elementos presentes na capa (HW) do realce apresentassem dimensões iguais. Assim, como esta região compõe-se de uma única litologia, a mesma encontra-se discretizada por elementos de igual rigidez. Desta forma, a variação do campo de deformação, na capa (HW) do realce, estará condicionada exclusivamente à variação do campo de tensões. O segundo objetivo foi garantir que, as razões, entre os comprimentos das arestas de cada elemento, fosse inferior a 2. Segundo Soriano (2009), em regiões com elevadas variações de tensões, elementos com razão entre arestas superiores a 4 diminuem a qualidade dos resultados, afetando mais o campo de tensões do que o de deslocamentos. Fora da zona de influência, as arestas dos elementos aumentam gradativamente, até os limites do domínio do modelo.

7.1.2.2. SELEÇÃO DO TIPO DE ELEMENTO

O programa CESAR-LCPC 3-D disponibiliza três tipos de elementos finitos tridimensionais, o tetraédrico, o pentaédrico, e o hexaédrico. O modelo físico em estudo foi discretizado por uma malha de elementos finitos, a qual compõe-se de elementos tridimensionais hexaédricos de oito nós e pentaédricos de seis nós, ambos ilustrados na Figura 7.8.

No momento observa-se que elementos hexaédricos e pentaédricos, respectivamente, de 20 e 15 nós apresentam melhores resultados, comparados aos elementos hexaédricos e pentaédricos, respectivamente, de 8 e 6 nós, considerando uma malha com o mesmo número de pontos nodais (Soriano, 2009). Face à observação anterior, justifica-se a seleção dos elementos hexaédricos de 8 nós e pentaédricos de 6 nós, para discretizar o modelo físico, devido a uma limitação física da máquina utilizada no cálculo computacional.

Por sua vez, a seleção por elementos hexaédricos, em detrimento de elementos tetraédricos, deve-se a dois motivos. O primeiro motivo é o fato que, a geometria do domínio é adequada a uma malha mais estruturada, o que facilita a aplicação do elemento hexaédrico. Outro motivo é o fato que, os elementos tetraédricos lineares apresentam algumas simplificações na descrição dos campos de deformações e de tensões. Estas simplificações resultam em deformações e tensões constantes em todos os pontos do elemento tetraédrico linear, diferentemente, dos elementos hexaédricos lineares, onde estes campos variam dentro do elemento. Por isso, os elementos tetraédricos tendem a apresentar uma menor exatidão em problemas complexos e, por conseguinte demandam um maior refinamento em regiões de

elevadas variações de tensões. Por estas razões, utilizaram-se os elementos hexaédricos na geração da malha de elementos finitos (Alves Filho, 2008; Soriano, 2009; Dias *et al.*, 2010).

Já os elementos pentaédricos, do tipo cunha, foram utilizados para permitir a transição entre regiões da malha, mais e menos refinadas (Figura 7.9). Estes elementos, segundo Dias *et al.* (2010), na prática resultam de uma particularização dos elementos hexaédricos, após o colapso dos seus nós originais em uma das faces.

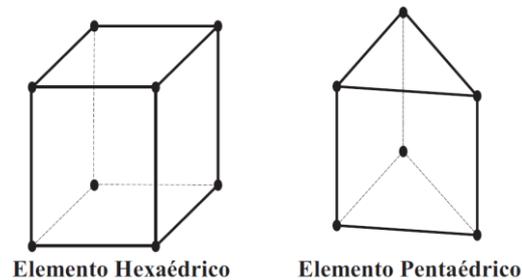


Figura 7.8 – Tipos de elementos utilizados na malha de elementos finitos.

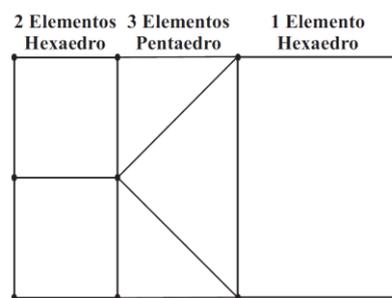


Figura 7.9 – Detalhe de transição de malha com elemento pentaédrico.

7.1.3. CONDIÇÕES DE CONTORNO

As condições de contorno são divididas em condições essenciais (geométricas) e condições não essenciais (naturais ou mecânicas de contorno). As condições essenciais dizem respeito à prescrição das variáveis primárias. Já as condições não essenciais referem-se à prescrição das variáveis secundárias. Em um sólido deformável, a prescrição dos deslocamentos na superfície de apoios constitui-se em condições essenciais de contorno, e a especificação de forças de superfície constitui-se em condições não essenciais de contorno (Soriano, 2009). A análise da diluição não planejada de minério é um caso de sólido deformável. Este caso estudado apresenta somente condições essenciais de contorno. A prescrição destas condições essenciais referem-se à limitação dos deslocamentos, nas superfícies de apoio, presentes na base e nas laterais do modelo físico, conforme descrito na Figura 7.10.

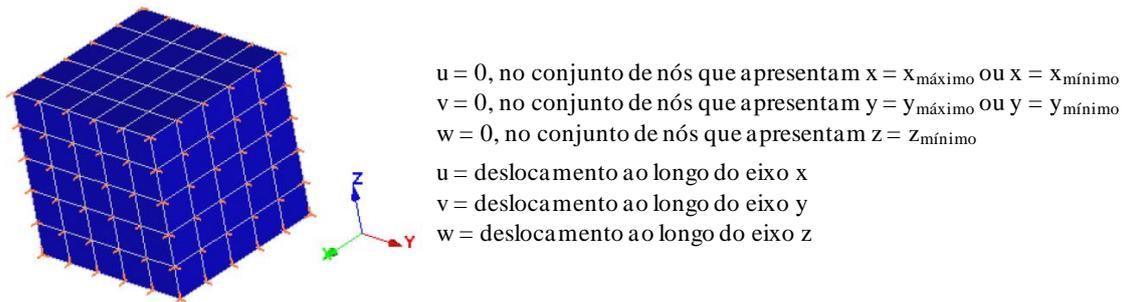


Figura 7.10 – Condições essenciais de contorno (modificado de CESAR-LCPC, 2003).

7.1.4. TENSÕES INICIAIS

As tensões iniciais foram geradas a partir de um estado de tensões geostático (Figura 7.11). Para tanto, consideraram-se a posição relativa dos realces em relação à superfície, e o peso específico do maciço rochoso (γ) igual a $0,027 \text{ MN/m}^3$. Na oportunidade ressalta-se que o piso do realce 9100 está a 294,5 m da superfície. Para as tensões horizontais, consideraram-se os coeficientes de correlação, entre tensão vertical e as tensões horizontais, maior e menor, K_H e K_h , respectivamente, iguais a 1 e 0,7.

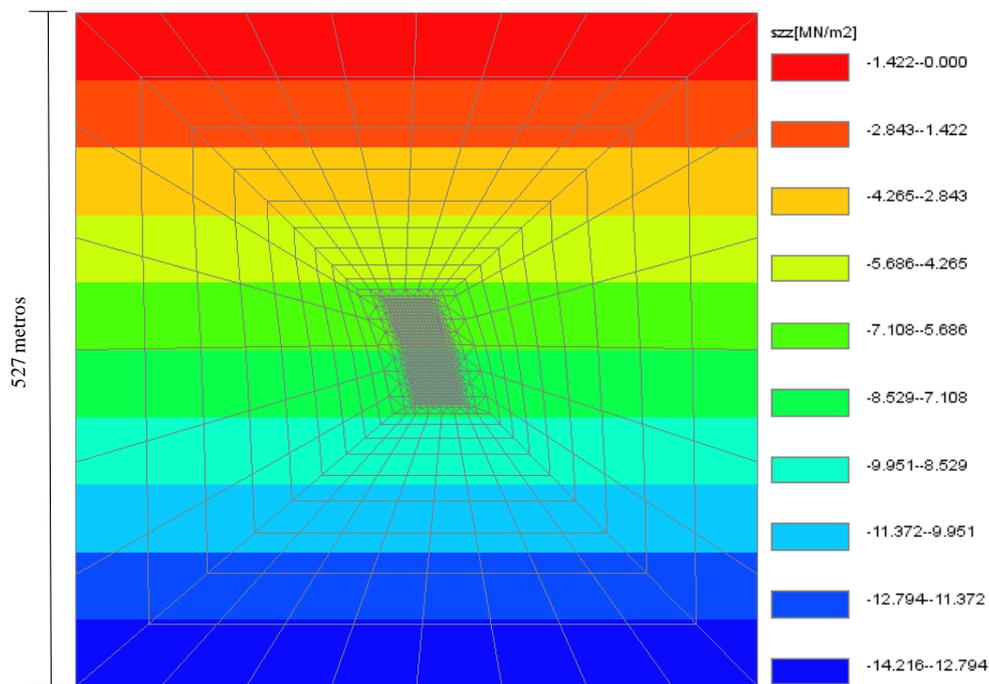


Figura 7.11 – Tensões verticais.

7.1.5. MODELO CONSTITUTIVO

A lei constitutiva, ou modelo constitutivo, é responsável por definir a resposta mecânica interna de um material, em termos de tensão e deformação, às solicitações de esforço externo.

Uma lei constitutiva, pouco apropriada a um material, gera resultados numéricos limitados ou de validade duvidosa. Portanto, o modelo constitutivo cumpre uma função fundamental, na obtenção de soluções numéricas confiáveis (Desai & Siriwardane, 1984).

No caso da simulação numérica da escavação dos realces, utilizaram-se dois modelos constitutivos. Um modelo constitutivo elástico linear aplicado ao maciço rochoso, presente na região externa à zona de influência, da escavação dos realces. E um modelo elasto-plástico com critério de ruptura de Hoek-Brown aplicado ao maciço rochoso, presente na referida zona de influência. O modelo elástico linear é uma lei constitutiva, definida por dois parâmetros, o módulo de deformabilidade (E) e o coeficiente de Poisson (ν). Já o modelo elasto-plástico com critério de ruptura de Hoek-Brown (H-B) é uma lei constitutiva, composta por um número maior de parâmetros. O critério de ruptura de Hoek-Brown (H-B) é descrito para rocha intacta e para maciço rochoso, respectivamente, pelas seguintes equações:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_i \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + 1 \right)^{0,5} \quad (7.1)$$

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (7.2)$$

onde, σ'_1 e σ'_3 são, respectivamente, tensões efetivas principais, maior e menor, do ensaio triaxial no momento da ruptura, σ_{ci} é a resistência à compressão simples da rocha intacta, m_i e m_b são parâmetros de resistência de Hoek-Brown, respectivamente, para rocha intacta e maciço rochoso, e s e a são constantes do material.

Segundo Martin *et al.* (1999), os parâmetros de resistência de Hoek-Brown, m_b (ou m_i) e s , representam as componentes de resistência ao atrito e à coesão, respectivamente.

A Equação 7.2 é uma relação empírica, que extrapola a resistência da rocha intacta para os maciços rochosos. Os parâmetros, do critério de ruptura aplicado à rocha intacta, podem ser obtidos a partir de ensaios triaxiais, enquanto aqueles do maciço rochoso são obtidos de relações empíricas, conforme descrito no Capítulo 5 e no Apêndice E. Estas relações empíricas utilizam índices de classificação de maciços, como o GSI, para extrapolar os parâmetros da rocha intacta para o maciço rochoso. O critério de Hoek-Brown é, amplamente, aceito e tem sido aplicado em um número grande de projetos, em todo mundo. Provavelmente, é o critério de ruptura mais aplicado a maciços rochosos. Sua aplicação

restringe-se a maciços rochosos com comportamento isotrópico, não sendo aplicado a materiais que exibem uma significativa anisotropia de resistência e deformabilidade (Carranza-Torres & Fairhurst, 1999; Hoek *et al.*, 2002; Benz *et al.*, 2008).

A formulação do comportamento elasto-plástico de uma rocha, em termos do critério de ruptura de Hoek-Brown, como citado anteriormente, recebe a denominação de modelo elasto-plástico com critério de ruptura de Hoek-Brown. A representação deste modelo, no espaço das tensões principais, está descrita na Figura 7.12. O domínio das deformações plásticas é representado pela superfície de plastificação, definida pelo critério de ruptura de Hoek-Brown. Já o domínio das deformações elásticas é representado pela região interna à referida superfície de plastificação. Segundo CESAR-LCPC (2003), o modelo em questão está implementado no programa CESAR-LCPC 3-D, como um modelo elasto-plástico sem endurecimento. O domínio elástico caracteriza-se por uma elasticidade linear isotrópica. E o domínio plástico, por uma lei de fluxo associado e uma superfície de plastificação, ou escoamento, a qual pode ser descrita, reescrevendo a Equação 7.2, sob a forma de:

$$f(\sigma'_1, \sigma'_3) = \sigma'_1 - \sigma'_3 - \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^{1/2} = 0 \quad (7.3)$$

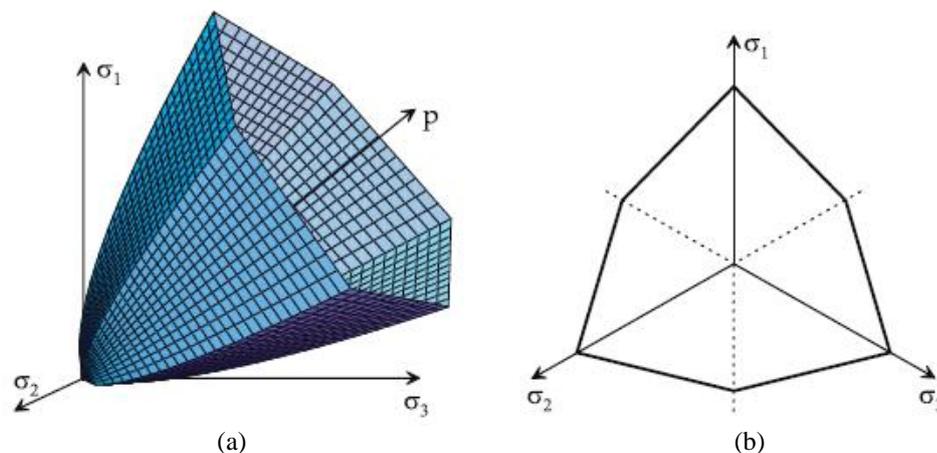


Figura 7.12 – Superfície de plastificação de Hoek-Brown (a) no espaço das tensões principais (b) no plano de das tensões desviadoras (Benz *et al.*, 2008).

No momento observa-se que há restrições em aplicar este modelo constitutivo às rochas de comportamento frágil. A razão da restrição deve-se ao fato que rochas de comportamento frágil caracterizam-se por uma queda brusca da resistência na região pós-pico da curva de tensão e deformação (Figura 7.13 a). Logo, a condição do modelo constitutivo ser elástico perfeitamente plástico (Figura 7.13 b) representa uma inadequação do mesmo em simular o

comportamento pós-pico para este tipo rocha (Hoek *et al.*, 1995; Martin, 1997; Hajiabdolmajid *et al.*, 2002).

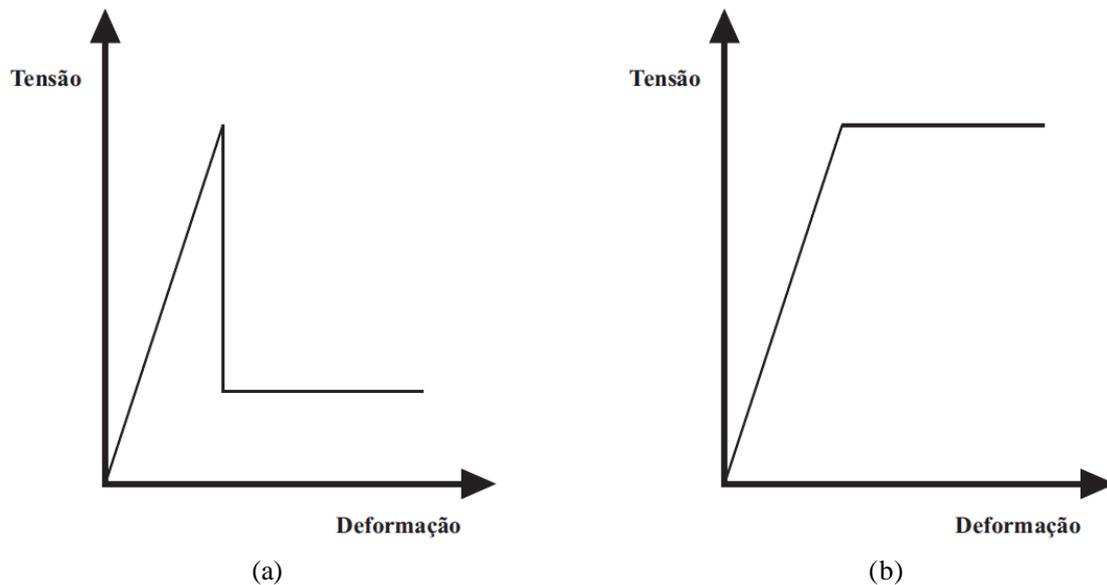


Figura 7.13 – Diagrama de tensão e deformação (a) comportamento frágil e (b) comportamento elástico perfeitamente plástico

7.1.6. CONSIDERAÇÕES SOBRE A ESTRUTURA IDEALIZADA DA MINA

Como já observado, além do completo conhecimento dos parâmetros geotécnicos e da geometria do problema real a resolver, o usuário deve ter a capacidade de perceber as potencialidades e, sobretudo, as limitações do modelo, que está a simular.

As potencialidades do modelo referem-se a três aspectos. O primeiro aspecto é a capacidade em representar a distribuição espacial das diferentes litologias, presentes na região analisada. O segundo aspecto é a capacidade em simular os sequenciamentos de lavra e de desmonte do realce, que afetam a redistribuição das tensões no entorno dos realces escavados. E o terceiro aspecto é a capacidade em considerar o efeito do desmonte sobre as rochas encaixantes.

Quanto às limitações do modelo, citam-se quatro. A primeira limitação do modelo refere-se ao fato que, a malha de elementos finitos carece de uma análise de otimização. A segunda limitação refere-se à resistência à compressão simples das brechas dolomíticas. Este parâmetro caracteriza-se por elevada variação de valores, possivelmente, condicionada ao tipo de cimentação presente nos corpos de prova analisados, conforme observado no Capítulo 5 e Apêndice E. Entretanto, como não há uma relação estabelecida, entre o tipo de cimentação e a

resistência em questão, assume-se como normal, a variação elevada deste parâmetro geotécnico, para as brechas dolomíticas. A terceira limitação refere-se às tensões *in situ*. Hoek *et al.* (2005) sugerem a variação das tensões, em uma simulação numérica, a fim de avaliar a influência das mesmas sobre a zona de plastificação, no entorno de uma escavação subterrânea. Neste trabalho, as análises não apresentaram variação das tensões *in situ*. A quarta e última limitação refere-se à aplicação do modelo constitutivo às brechas dolomíticas. Esta litologia, em princípio, comporta-se como uma rocha frágil e o modelo constitutivo é um modelo elástico perfeitamente plástico, o que o torna inadequado para simular o comportamento de uma rocha frágil na região pós-pico da curva de tensão e deformação.

7.2. SIMULAÇÃO DE ESCAVAÇÃO

No programa CESAR-LCPC 3-D, a simulação da escavação é realizada por meio da técnica de relaxação das tensões iniciais. Esta técnica consiste, inicialmente, em desativar os elementos da malha, a serem escavados, e converter as tensões *in situ* em forças de superfície, aplicadas no contorno da região a ser escavada. Posteriormente, simula-se a escavação, Figura 7.14, relaxando as forças de superfície no contorno da escavação, por meio de:

$$\begin{pmatrix} T_x \\ T_y \\ T_z \end{pmatrix} = -\lambda \begin{bmatrix} \sigma_{xx} & \tau_{xy} & \tau_{xz} \\ \tau_{yx} & \sigma_{yy} & \tau_{yz} \\ \tau_{zx} & \tau_{zy} & \sigma_{zz} \end{bmatrix} \begin{pmatrix} n_x \\ n_y \\ n_z \end{pmatrix} \quad (7.4)$$

onde, T_x , T_y e T_z são componentes do vetor força de superfície (relaxação das tensões confinantes), o parâmetro λ representa a condição de relaxação, o tensor de tensões $[\sigma_{ij}]$ representa o estado de tensões antes da etapa da escavação, e n_x , n_y e n_z são as componentes do vetor normal à face do elemento, no qual se aplicam as forças de superfície.

Na Equação 7.4, a condição de relaxação, à qual um maciço no contorno da escavação é exposto durante a escavação, é descrita pelo parâmetro λ . Este parâmetro pode assumir valores, que variam de zero a 1. O valor igual a zero representa a inexistência de relaxação das tensões, e o valor igual a 1 representa a relaxação total das tensões. No caso da escavação dos realces da mina, assume-se uma condição de relaxação total das tensões, por conseguinte atribui-se ao parâmetro λ , o valor igual a 1 (CESAR-LCPC, 2003).

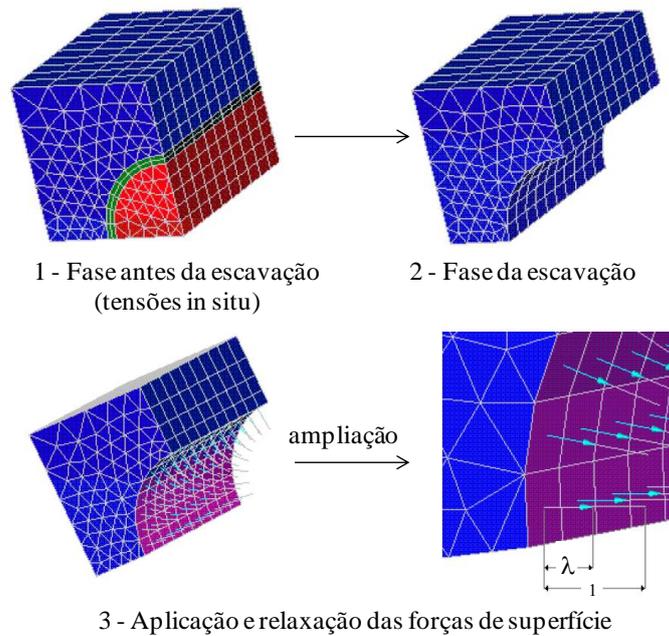


Figura 7.14 – Aplicação das forças de superfície (modificado de CESAR-LCPC, 2003).

A simulação de escavação contempla, também, o efeito da detonação (D) sobre as rochas encaixantes. Para tanto, em cada etapa de escavação, simula-se o efeito em questão, modificando o módulo de deformabilidade (E_{mr}), e os parâmetros de Hoek-Brown, m_b e s , dos elementos da malha, que se encontram no entorno da escavação e dentro da zona afetada pelo efeito da detonação. Desta forma simula-se a escavação, como ilustrado na Figura 7.15.

Posto isto, apresenta-se a malha de elementos finitos, simulando o sequenciamento de lavra para o estudo de caso real (Figura 7.16). As simulações numéricas do sequenciamento de desmonte, de galerias e de cada realce, encontram-se nos Apêndices M e N, respectivamente, para os casos real e hipotético. As descrições destas simulações numéricas são complementadas com as dimensões dos realces, suas posições relativas e a extensão da zona afetada, nas rochas encaixantes, pela detonação. Estes elementos encontram-se descritos no Item 5.2, Caracterização Operacional, portanto não serão aqui abordados.

Quanto à simulação numérica do enchimento, esta é realizada por meio de três ações. Primeiro, reativam-se os elementos da malha, que representam o material de enchimento. Posteriormente, assume-se que, o material de enchimento é um material elástico linear, e então, definem-se os valores para o módulo de deformabilidade (E) e o coeficiente de Poisson (ν). Por fim, aplicam-se forças gravitacionais aos elementos em questão.

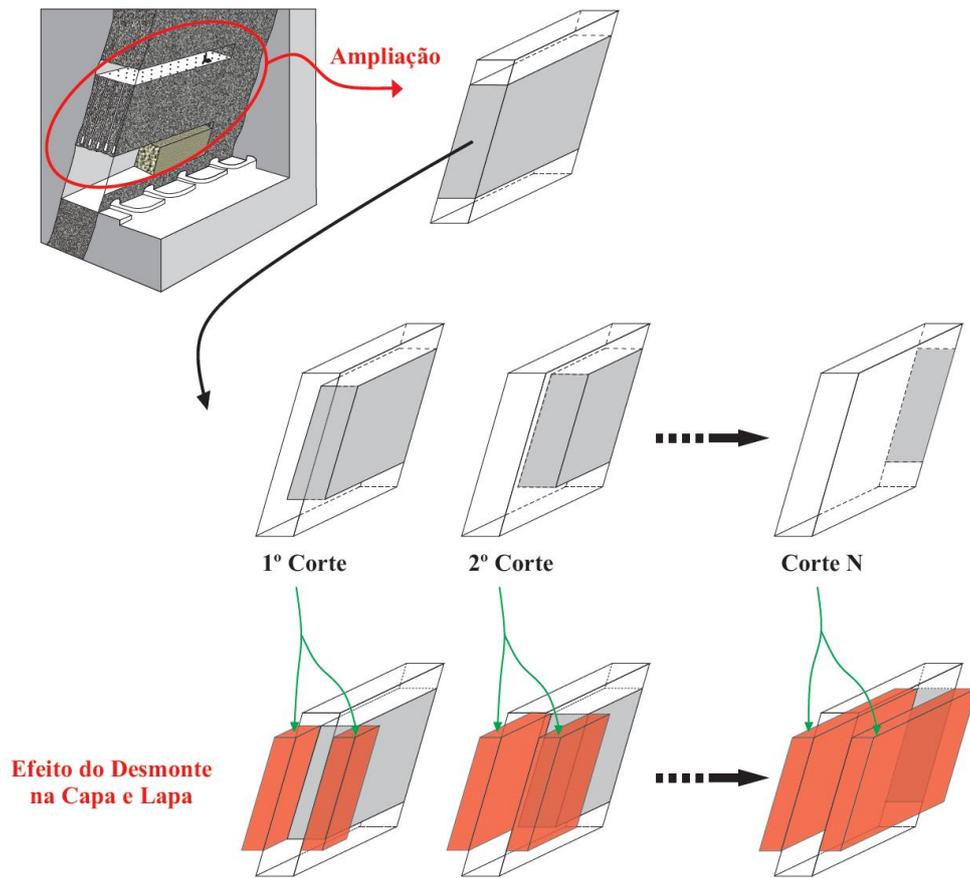


Figura 7.15 – Simulação do efeito do desmonte sobre as rochas encaixantes.

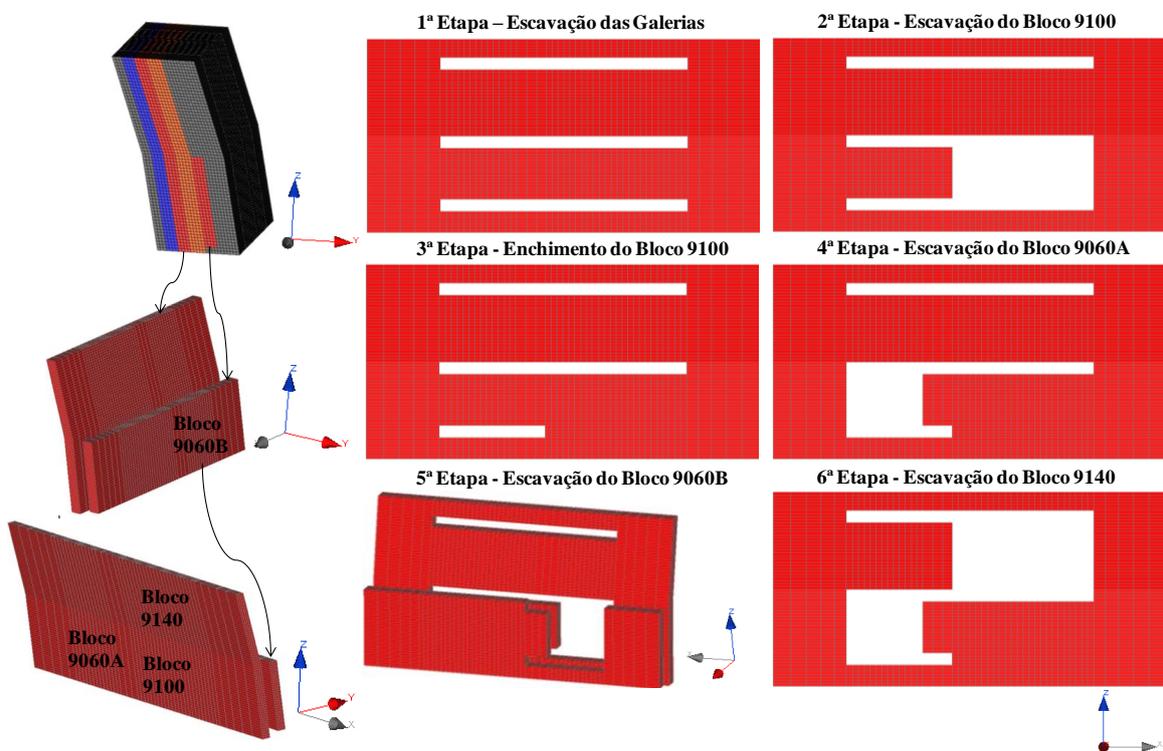


Figura 7.16 – Simulação numérica do sequenciamento de lavra do caso real.

7.3. MÉTODO DE SOLUÇÃO

O programa CESAR-LCPC 3-D apresenta diferentes tipos de algoritmos iterativos, para solução de sistemas de equações algébricas. Dentre estes, utilizou-se o método da rigidez tangente para as três primeiras iterações (*tangent rigidity for the three first iterations*). Quanto ao número de incrementos de carga, utilizaram-se cinco incrementos iguais. O critério de convergência baseia-se no equilíbrio entre forças internas e cargas externas. A tolerância adotada para o critério de convergência foi 0,05 (5%).

7.4. DETERMINAÇÃO NUMÉRICA DA DILUIÇÃO

As análises numéricas referem-se aos estudo de caso real e hipotético. O caso real refere-se à escavação dos realces 9100, 9060 A, 9060 B e 9140 da Mina Vazante. O caso hipotético refere-se à escavação isolada do realce 9140. As análises sobre diluição não planejada restringem-se ao realce 9140, pois neste realce foi possível inferir, por meio de retroanálise, o efeito de condições operacionais sobre a referida diluição, diferentemente, dos demais realces.

A determinação numérica da diluição não planejada de minério baseia-se na existência de um indicador de comportamento, o qual pode advir de fundamentações teóricas, empíricas e observacionais. Neste trabalho, utilizou-se uma referência observacional para obter o indicador de comportamento. A explicação sobre a determinação deste indicador, bem como, o cálculo da diluição, a partir de análises numéricas, estão descritos nos dois itens, a seguir.

7.4.1. INDICADOR DE COMPORTAMENTO

A diluição não planejada de minério decorre de deslocamentos na capa (HW) do realce. Como, a formulação do método dos elementos finitos pressupõe a condição de compatibilidade de deslocamentos dos nós, o referido método não simula, explicitamente, o deslocamento na capa (HW) do realce. Este deslocamento é interpretado, a partir de análises de campos de tensões, ou de deformações, ou de outras grandezas físicas. Para tanto, faz-se necessário identificar um indicador de comportamento, nos referidos campos, o qual permita identificar, numericamente, a condição de deslocamento na capa (HW) do realce.

Os deslocamentos, por estarem associados à condição de ruptura do maciço, ocorrem em regiões plastificadas da malha de elementos finitos. Portanto, é natural buscar um indicador

de comportamento, no campo das deformações plásticas. Todavia, verificou-se uma subestimação das zonas de plastificação (Figura 7.17), possivelmente influenciada pelo fato do modelo constitutivo ser um modelo elástico perfeitamente plástico apresentando uma lei de fluxo associado. Desta forma, não foi possível obter, no campo das deformações plásticas, um indicador de comportamento para o fim desejado.

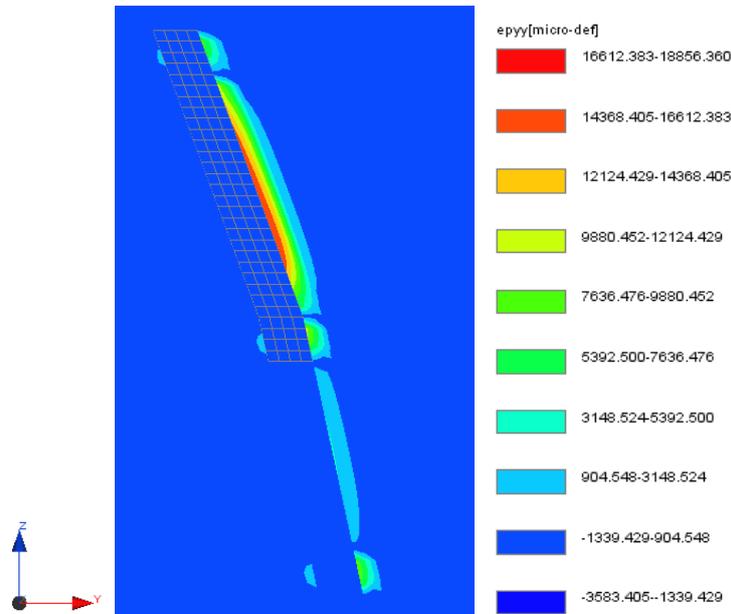


Figura 7.17 – Zona de plastificação subestimada no entorno do realce 9140.

Entretanto, sabendo-se que, as rochas de comportamento frágil apresentam um fraturamento axial, em zonas de baixo confinamento, conforme descrito no Capítulo 5 e no Apêndice E, buscou-se um indicador de comportamento, no campo de deslocamentos horizontais, para a condição de deslocamentos. Para tanto, realizou-se uma retroanálise sobre a condição de deslocamento do realce 9140. Esta retroanálise está resumida nos três parágrafos, a seguir. Na oportunidade cita-se que, outros parâmetros de saída da análise numérica podem ser tomados como indicador de deslocamento no entorno dos realces.

Para identificar o indicador de comportamento, para o deslocamento na capa (HW) do realce 9140, confrontaram-se a superfície escaneada do realce e o campo de deslocamentos horizontais, obtido das simulações numéricas. A superfície escaneada do realce 9140 foi obtida, por meio do sistema de monitoramento de cavidades (SMC), equipamento este citado no Capítulo 2 e no Apêndice J, e comumente conhecido como escâner a laser. Por sua vez, o campo de deslocamentos horizontais, referente à capa (HW) do realce 9140, foi gerado a partir da simulação numérica, da sequência de escavações dos realces 9100, 9060 A, 9060 B e

9140. Excepcionalmente, nesta simulação numérica, assumiram-se valores médios para os parâmetros geotécnicos da brecha dolomítica de capa (HW), como se verifica na Figura 7.18.

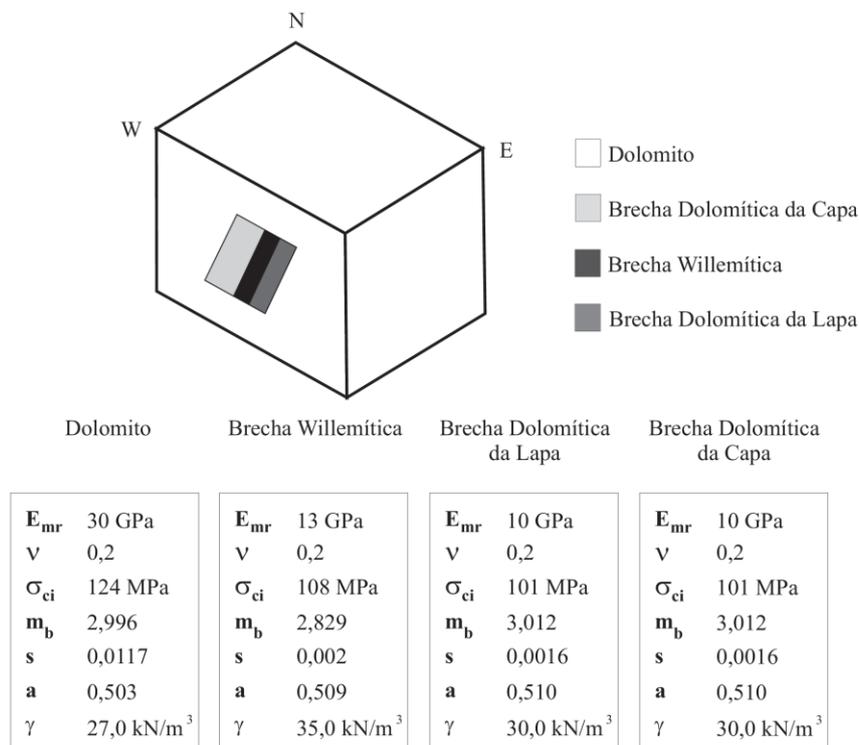


Figura 7.18 – Parâmetros geotécnicos aplicados à simulação numérica para identificação do indicador de comportamento do deslocamento.

Avaliaram-se nove seções transversais ao realce 9140, reais e numéricas. Em cada seção, com auxílio do programa AutoCad, realizaram-se análises comparativas, entre a superfície do realce escaneada, e as diferentes curvas de igual valor de deslocamentos horizontais. A superfície escaneada é obtida a partir de seções reais. Já as curvas de igual valor de deslocamento horizontais são obtidas de seções das simulações numéricas. Estas análises comparativas permitiram observar que, o deslocamento horizontal igual a 1 cm delimitava regiões, semelhantes àquelas descritas pelas superfícies escaneadas (Figuras 7.19 a 7.27), e cujos volumes apresentavam valores próximos àqueles referentes à diluição real, verificada no realce 9140, conforme está demonstrado no próximo item, a seguir apresentado.

Devido a esta semelhança, assumiu-se a curva de isovalor igual a 1 cm, no campo de deslocamentos horizontais, como um indicador de comportamento para o deslocamento na capa (HW) do realce 9140. Assim, para este trabalho, numericamente, definem-se as regiões da capa (HW), com deslocamentos horizontais iguais ou superiores a 1 cm, como regiões que correspondem a zonas de deslocamento do maciço rochoso.

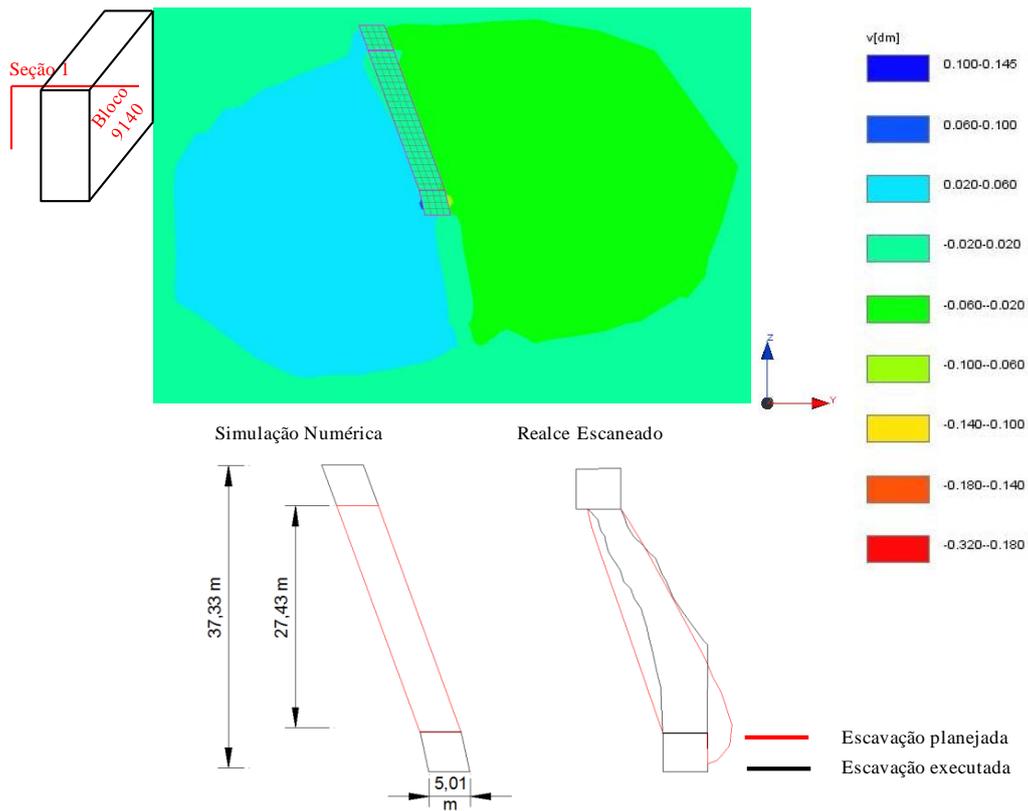


Figura 7.19 – Análise comparativa entre superfície escaneada e o campo de deslocamentos horizontais referente a Seção 1 do realce 9140.

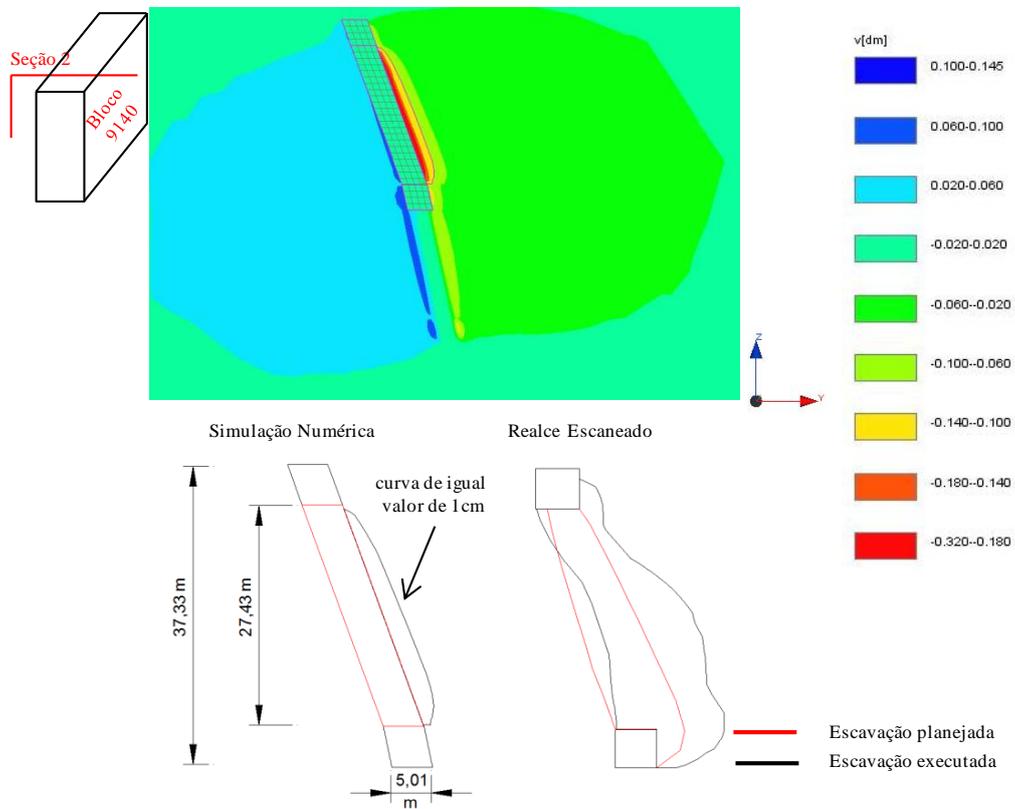


Figura 7.20 – Análise comparativa entre superfície escaneada e o campo de deslocamentos horizontais referente a Seção 2 do realce 9140.

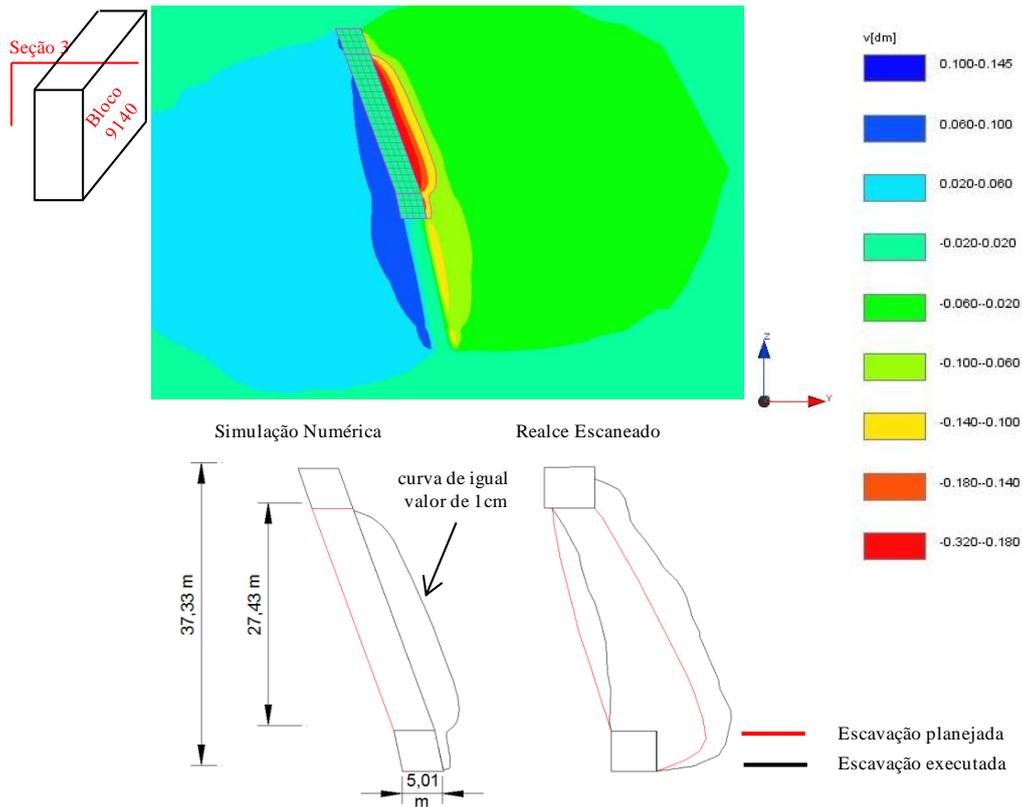


Figura 7.21 – Análise comparativa entre superfície escaneada e o campo de deslocamentos horizontais referente a Seção 3 do realce 9140.

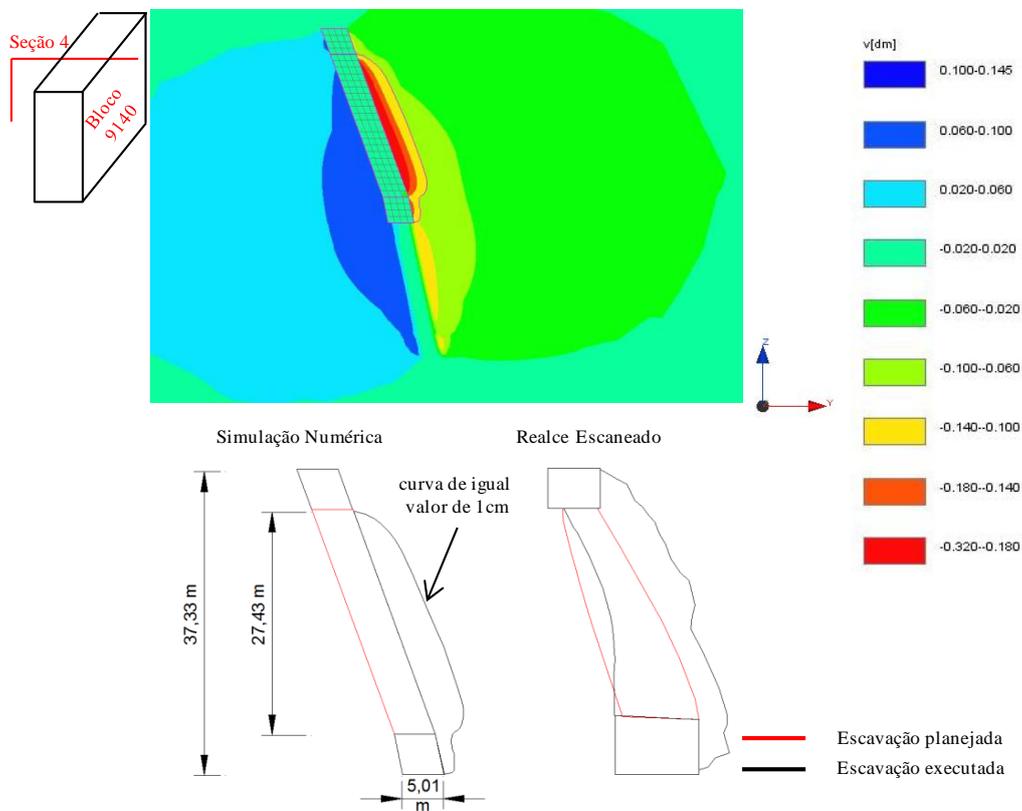


Figura 7.22 – Análise comparativa entre superfície escaneada e o campo de deslocamentos horizontais referente a Seção 4 do realce 9140.

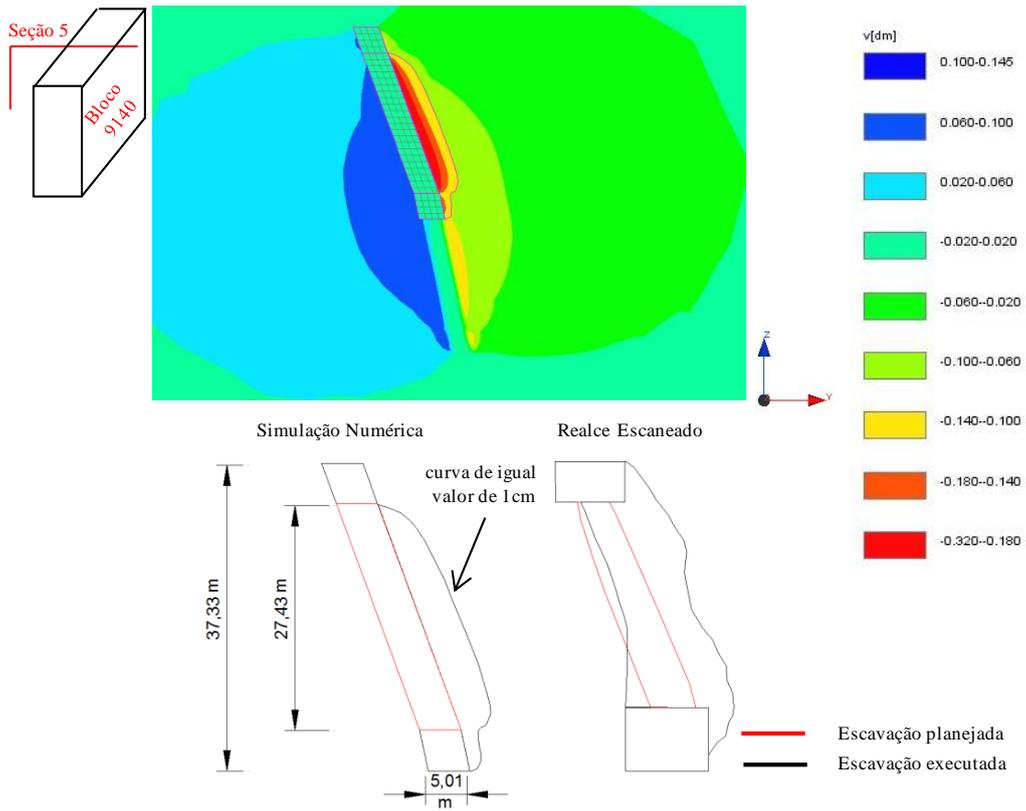


Figura 7.23 – Análise comparativa entre superfície escaneada e o campo de deslocamentos horizontais referente a Seção 5 do realce 9140.

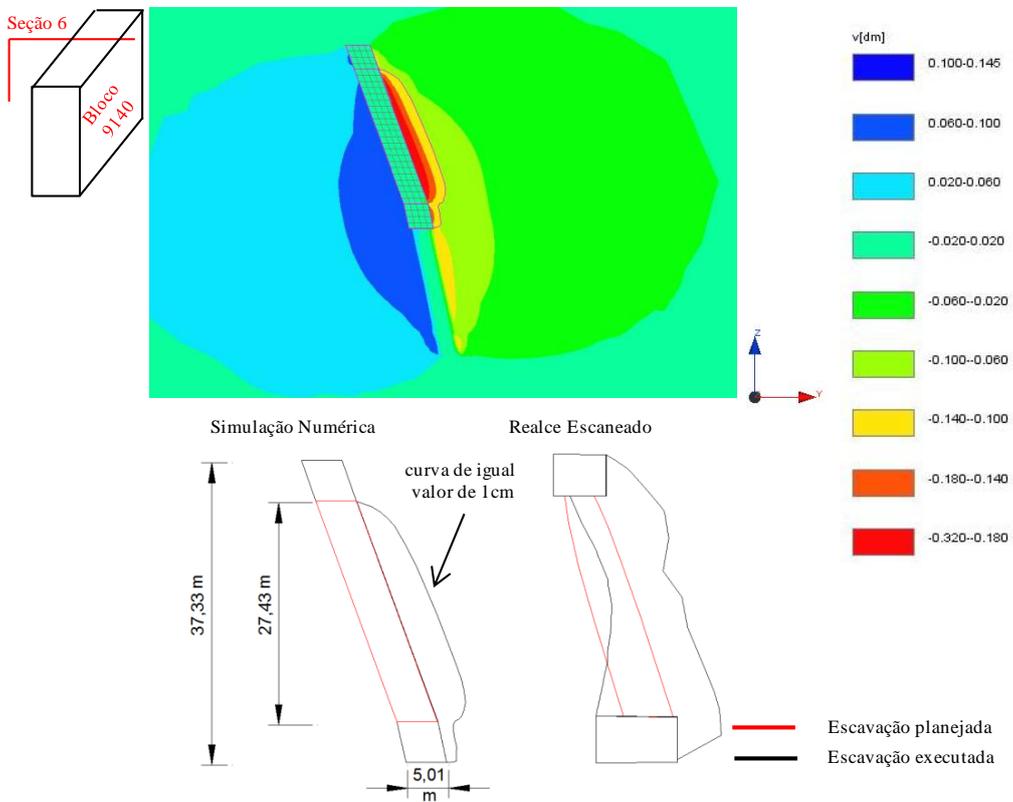


Figura 7.24 – Análise comparativa entre superfície escaneada e o campo de deslocamentos horizontais referente a Seção 6 do realce 9140.

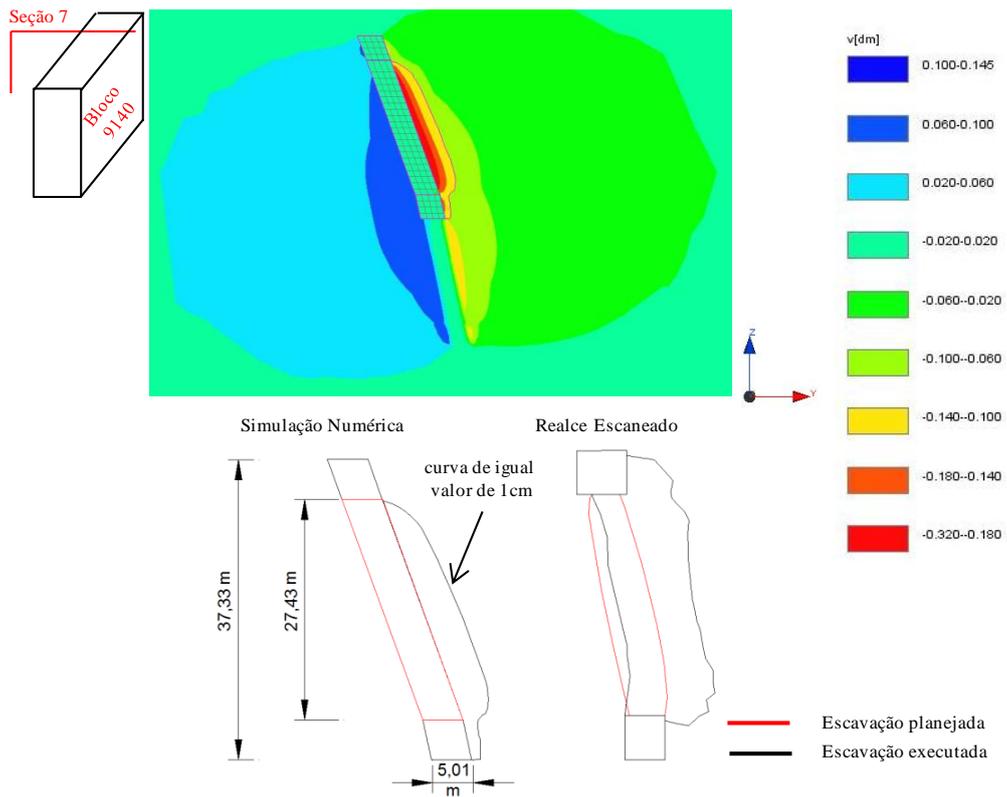


Figura 7.25 – Análise comparativa entre superfície escaneada e o campo de deslocamentos horizontais referente a Seção 7 do realce 9140.

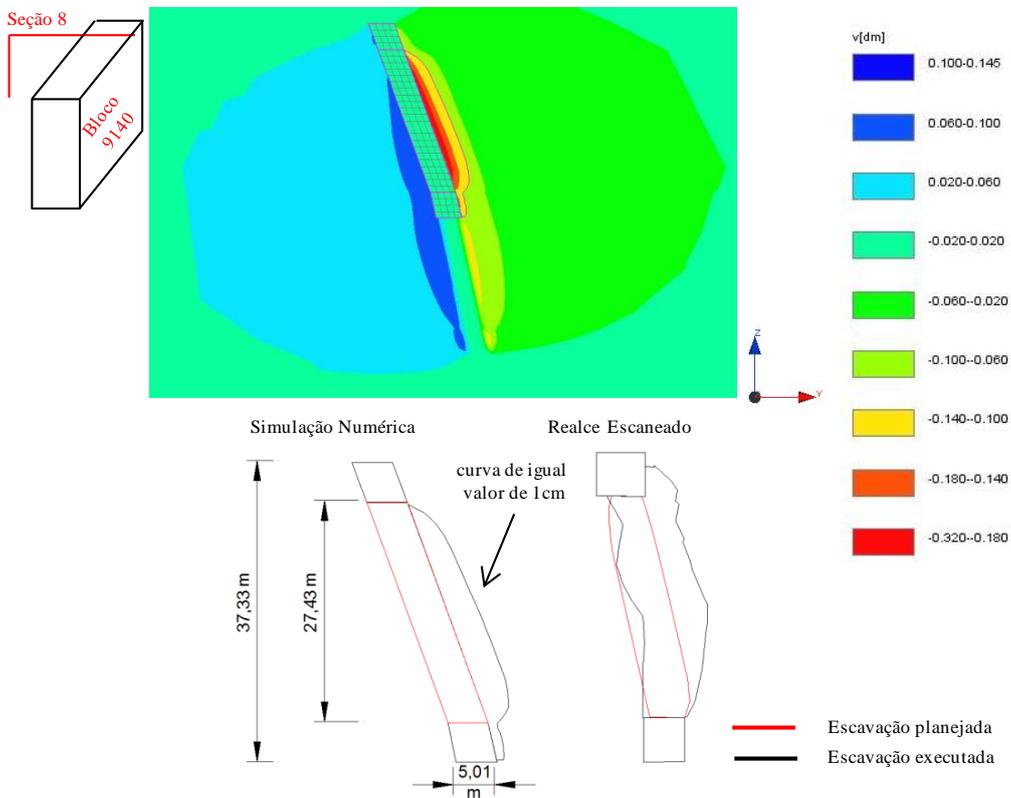


Figura 7.26 – Análise comparativa entre superfície escaneada e o campo de deslocamentos horizontais referente a Seção 8 do realce 9140.

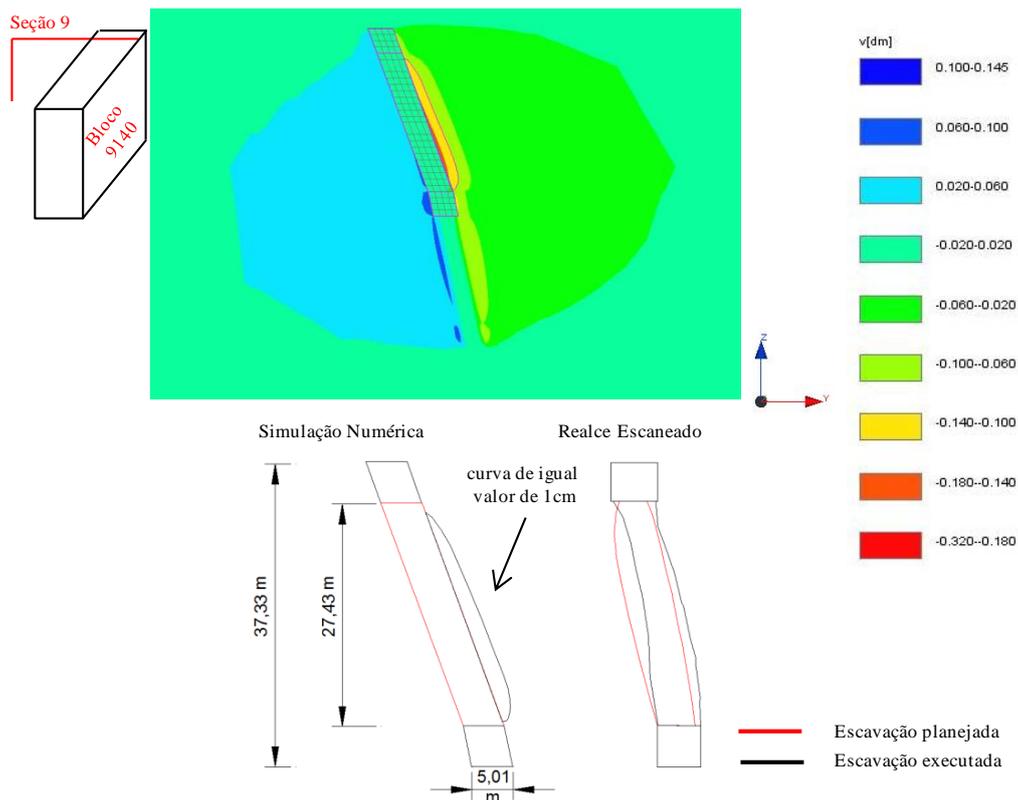


Figura 7.27 – Análise comparativa entre superfície escaneada e o campo de deslocamentos horizontais referente a Seção 9 do realce 9140.

7.4.2. CÁLCULO DA DILUIÇÃO

O cálculo da diluição não planejada de minério foi realizado de forma simples, em quatro etapas. Para explicá-lo, utiliza-se a simulação numérica descrita no item anterior, por meio da qual se determinou o indicador de comportamento, para o deslocamento. Na primeira etapa, calculam-se as áreas correspondentes ao deslocamento, nas diferentes seções transversais ao realce, com o auxílio do programa AutoCad. Para tanto, delimita-se a região de deslocamento em cada seção, por meio do indicador de comportamento, conforme explicado no item anterior. Posteriormente, utilizando o programa AutoCad, calcula-se a área da região delimitada em cada seção, correspondente ao deslocamento (Figura 7.28). Na segunda etapa, calcula-se o volume de deslocamento entre duas seções consecutivas (Figura 7.29). O cálculo deste volume baseia-se na fórmula de cálculo do volume do prisma. A área da base corresponde à média entre as áreas de deslocamento, calculadas em seções sucessivas. A altura corresponde à distância perpendicular entre as referidas seções. Na terceira etapa calcula-se o volume total de deslocamento do realce. O volume total corresponde à somatória dos volumes de deslocamento, calculados na segunda etapa (Figura 7.29).

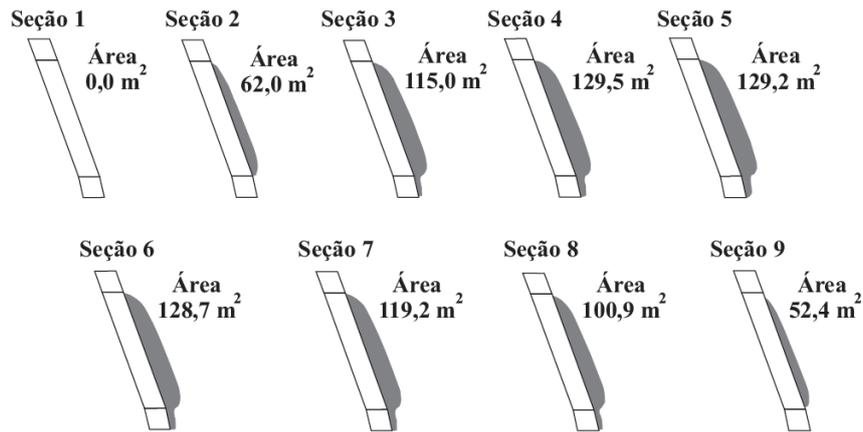


Figura 7.28 – Delimitação das áreas de deslocamento nas seções transversais ao realce.

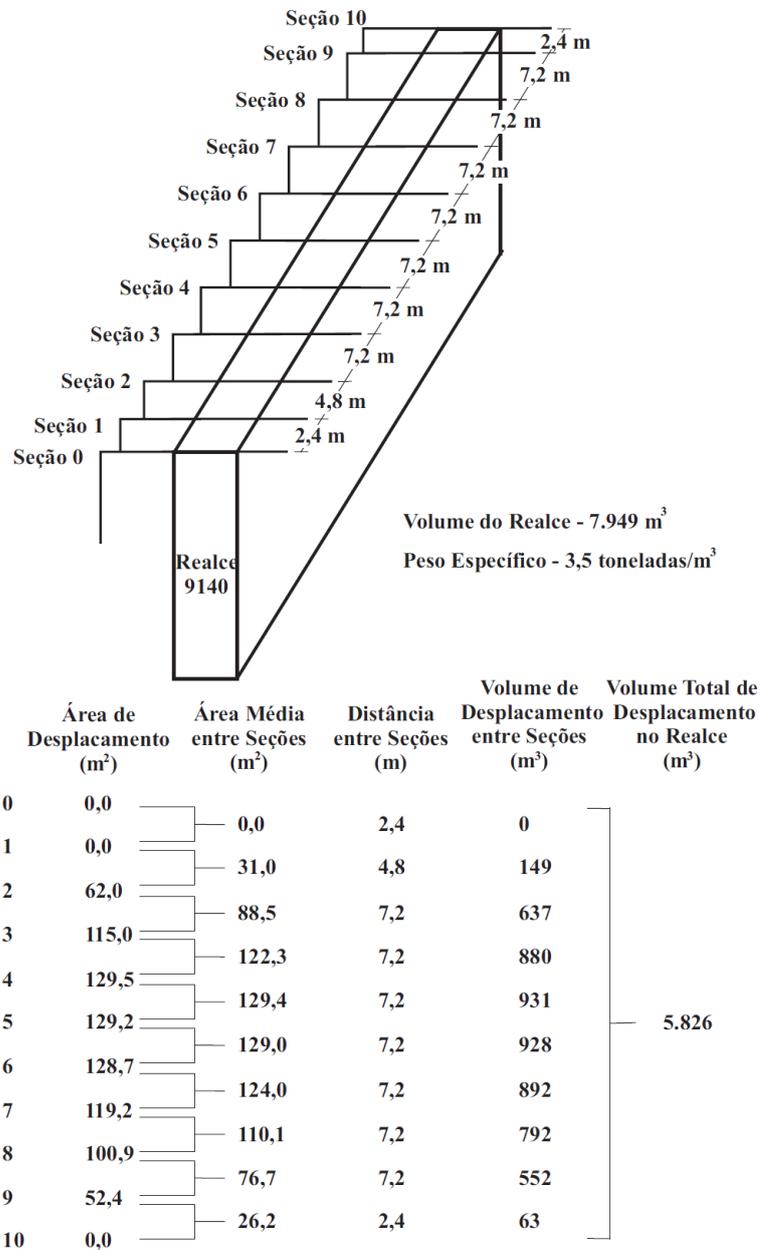


Figura 7.29 – Cálculo do volume de deslocamento entre duas seções transversais sucessivas.

Na quarta e última etapa, calcula-se a diluição não planejada de minério, por meio de:

$$\% \text{ Diluição}_{NP} = \left(\frac{M_D}{M_R + M_D} \right) \times 100 \quad (7.5)$$

onde, $\% \text{ Diluição}_{NP}$ é a diluição não planejada expressa em porcentagem, M_D é a massa de rocha deslocada da capa do realce, e M_R é a massa de rocha contida no realce planejado.

Para usar a Equação 7.5, convertem-se os volumes, do deslocamento e do realce planejado, em massa. Por simplificação, a massa específica apresenta um único valor, igual a 3,5 ton/m³.

Como observado no Capítulo 2, cabe ressaltar que, uma compreensão direta, sobre a magnitude da diluição não planejada de minério, é possível por meio da seguinte equação:

$$\% \text{ Diluição}_{NP} = \left(\frac{M_D}{M_R} \right) \times 100 \quad (7.6)$$

Posto isto, verificou-se que, o valor calculado da diluição, a partir das simulações numéricas, foi 42,3%, enquanto a diluição real verificada no realce 9140 era 43,3 %. Logo, é razoável assumir a curva de isovalor igual a 1 cm, no campo de deslocamentos horizontais, como um indicador de comportamento para o deslocamento na capa (HW) do realce 9140.

7.5. APLICAÇÃO DO MÉTODO PROBABILÍSTICO DE ROSENBLUETH NA SIMULAÇÃO NUMÉRICA

Nestas análises a diluição não planejada de minério não é tratada de forma determinística, mas sim, como uma variável aleatória. Para tanto, aplicou-se o método probabilístico de Rosenblueth às análises numéricas, sobre a diluição em questão.

O método de Rosenblueth, ou método das estimativas pontuais está descrito no Capítulo 2 e foi citado no Capítulo 5. Este método consiste em estimar os momentos estatísticos (média, desvio padrão etc.) da variável aleatória dependente, em função das variáveis aleatórias independentes, para as quais se conheçam pelo menos dois momentos, média e desvio padrão (ou pelo menos duas estimativas), sem necessidade de conhecer as distribuições de probabilidade completas das variáveis independentes ou da dependente (Assis, 2002).

Neste método, a distribuição de probabilidade, de cada variável aleatória contínua independente, é representada por dois pontos selecionados. A partir destes pontos, realizam-se

2ⁿ análises determinísticas, onde n representa o número de variáveis aleatórias. Desta forma obtêm-se todas as combinações possíveis, entre os pontos selecionados das variáveis independentes. Estas análises geram 2ⁿ estimativas da variável dependente, que permitem os cálculos dos momentos (média, desvio padrão etc.) da variável dependente (Assis, 2002).

No caso em estudo, a diluição não planejada é a variável dependente, para qual se deseja determinar os momentos estatísticos, média e desvio padrão. A resistência à compressão simples (σ_{ci}) e o módulo de deformabilidade (E), das brechas dolomíticas, são as variáveis independentes. Cada variável independente é representada por dois pontos, que são a média menos um desvio padrão ($\mu - \sigma$) e a média mais um desvio padrão ($\mu + \sigma$). Como são duas, as variáveis aleatórias independentes, realizam-se quatro análises determinísticas, ou seja, quatro simulações numéricas e, por conseguinte obtêm-se quatro estimativas da variável dependente, como descrito na Tabela 7.1. A partir destas quatro estimativas, pode-se calcular os primeiros momentos estatísticos, média e desvio padrão, para a variável aleatória em questão, a diluição.

Tabela 7.1 – Representação esquemática da aplicação do método probabilístico de Rosenblueth à simulações numéricas.

Análise	Cenário de Análise das Brechas Dolomíticas			Estimativas da Diluição (DM)	Momentos da Diluição
	Condição	Resistência à Compressão Simples (σ_{ci})	Módulo de Deformabilidade (E)		
1	Mais crítico	σ_{ci}^-	E^-	DM^{--}	μ_{DM} e σ_{DM}
2	Intermediário	σ_{ci}^-	E^+	DM^{-+}	
3	Intermediário	σ_{ci}^+	E^-	DM^{+-}	
4	Mais favorável	σ_{ci}^+	E^+	DM^{++}	

Onde, o sinal (+) representa o valor do parâmetro, dado pela média mais um desvio padrão, o sinal (-) representa o valor do parâmetro, dado pela média menos um desvio padrão, μ_{DM} representa média da diluição e σ_{DM} representa o desvio padrão da diluição.

Assis (2002) observa que, a distribuição lognormal é um modelo utilizado para descrever o comportamento de uma variável de interesse, quando esta apresenta assimetria à esquerda, ou fisicamente não possui valores inferiores à zero. Como a diluição é uma variável aleatória, que não possui valores inferiores à zero, assume-se que, o seu comportamento pode ser representado pela função densidade de probabilidade lognormal, descrita por:

$$f(x) = \frac{1}{\sigma x \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{1}{2\sigma^2}[\ln(x)-\mu]^2} \quad (7.7)$$

Onde, μ é a média e σ é o desvio padrão da distribuição de frequência $\ln(x)$, e x é a diluição.

7.6. ESTUDO DE CASO

Os estudos de caso, realizados neste trabalho, referem-se à análise de diluição não planejada de minério para um caso real e um hipotético. Em ambos os casos, analisa-se a diluição verificada no realce 9140. Entretanto no caso real, a escavação do realce 9140 é precedida da escavação de três outros realces vizinhos, 9100, 9060 A e 9060 B. No caso hipotético, simulou-se somente a escavação do realce 9140. A seguir, descrevem-se ambas as análises.

7.6.1. CASO REAL

O estudo de caso real tem como finalidade, avaliar o efeito da detonação (D) sobre a diluição, no realce 9140. Para tanto, simularam-se três casos distintos de efeito de detonação (D). Estas simulações numéricas e os resultados estão descritos nos dois itens, a seguir, apresentados.

7.6.1.1. SIMULAÇÕES NUMÉRICAS

As escavações do realce 9140 foram simuladas numericamente, abordando três casos distintos de efeito de detonação (D). Um caso de perturbação extrema das rochas encaixantes pelo efeito da detonação ($D = 0,8$). Este caso, a princípio, simula a condição real de desmonte, constatada no realce 9140. Outro caso de perturbação intermediária ($D = 0,4$), e o último, com ausência de perturbação ($D = 0,0$). Como a análise de diluição baseia-se no método de Rosenblueth, e há duas variáveis independentes, cada caso compõe-se de quatro simulações numéricas, que geram quatro estimativas de diluição. A partir destas estimativas, obtêm-se a média e o desvio padrão da diluição, para os respectivos casos, como descrito na Tabela 7.2.

Tabela 7.2 – Simulações numéricas e as condições de perturbação.

Caso	Efeito da Detonação (D)	Cenário de Análise das Brechas Dolomíticas	Estimativas da Diluição (DM)	Momentos da Diluição	Nº de Simulações/Caso	
1	0,8	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	DM^{--}	μ_{DM} e σ_{DM}	4
		Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	DM^{-+}		
		Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	DM^{+-}		
		Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	DM^{++}		
2	0,4	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	DM^{--}	μ_{DM} e σ_{DM}	4
		Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	DM^{-+}		
		Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	DM^{+-}		
		Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	DM^{++}		

Onde, o sinal (+) representa o valor do parâmetro, dado pela média mais um desvio padrão, e o sinal (–) representa o valor do parâmetro, dado pela média menos um desvio padrão, μ_{DM} representa média da diluição e σ_{DM} representa o desvio padrão da diluição.

Tabela 7.2 – Simulações numéricas e as condições de perturbação (continuação da tabela).

Caso	Efeito da Detonação (D)	Cenário de Análise das Brechas Dolomíticas	Estimativas da Diluição (DM)	Momentos da Diluição	Nº de Simulações/Caso
3	0,0	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	DM^{--}	4
		Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	DM^{-+}	
		Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	DM^{+-}	
		Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	DM^{++}	
Número Total de Simulações Numéricas					12

Onde, o sinal (+) representa o valor do parâmetro, dado pela média mais um desvio padrão, e o sinal (-) representa o valor do parâmetro, dado pela média menos um desvio padrão, μ_{DM} representa média da diluição e σ_{DM} representa o desvio padrão da diluição.

O efeito da detonação D, explicado no Capítulo 5 e no Item 7.2, atua sobre as rochas encaixantes, deteriorando suas propriedades geomecânicas. Para o caso do modelo elasto-plástico com critério de ruptura de Hoek-Brown, os parâmetros geomecânicos afetados são o módulo de deformabilidade e os parâmetros de resistência de Hoek-Brown, m_b e s .

Portanto, nas simulações numéricas de escavação do caso real, considerou-se a deterioração dos parâmetros geomecânicos do maciço rochoso da capa (HW), no realce 9140, devido ao efeito da detonação D, conforme descrito na Tabela 7.3.

Tabela 7.3 – Efeitos de detonação considerados nos estudos de caso real.

Caso	Efeito da Detonação (D)	Cenário de Análise	Antes da Escavação			Depois da Escavação		
			E_{mr} (GPa)	m_b	s	E_{mr} (GPa)	m_b	s
1	0,8	1º cenário (crítico)	8	3,012	0,0016	2	0,757	0,0002
		2º cenário (intermediário)	12	3,012	0,0016	4	0,757	0,0002
		3º cenário (intermediário)	8	3,012	0,0016	2	0,757	0,0002
		4º cenário (favorável)	12	3,012	0,0016	4	0,757	0,0002
2	0,4	1º cenário (crítico)	8	3,012	0,0016	4	1,794	0,0006
		2º cenário (intermediário)	12	3,012	0,0016	7	1,794	0,0006
		3º cenário (intermediário)	8	3,012	0,0016	4	1,794	0,0006
		4º cenário (favorável)	12	3,012	0,0016	7	1,794	0,0006
3	0,0	1º cenário (crítico)	8	3,012	0,0016	8	3,012	0,0016
		2º cenário (intermediário)	12	3,012	0,0016	12	3,012	0,0016
		3º cenário (intermediário)	8	3,012	0,0016	8	3,012	0,0016
		4º cenário (favorável)	12	3,012	0,0016	12	3,012	0,0016
Número Total de Simulações Numéricas						12		

O tempo de execução das simulações numéricas variou, em função dos parâmetros geotécnicos considerados na análise. Para o caso do efeito de detonação D igual a 0,8, em um cenário crítico (σ_{ci}^- , E^-), o tempo de simulação foi, aproximadamente, 34 h. A máquina utilizada na simulação foi um computador DELL, modelo XPS 8500, com processador Intel i7, 3,40 GHz e memória instalada (RAM) de 24 GB.

7.6.1.2. RESULTADOS

A partir das análises numéricas realizadas, calculou-se a diluição no realce 9140, para cada um dos três casos analisados. As simulações numéricas com valores de diluição inferiores a 10% foram acrescidas de dez pontos percentuais, pelo fato que valores de diluição inferiores a 10% são improváveis na mina em estudo. Posteriormente, verificou-se que o truncamento da diluição em 10% teria sido uma melhor solução. Os resultados das análises estão na Tabela 7.4, onde se descreve a diluição, por meio da média (μ_{DM}) e do desvio padrão (σ_{DM}).

Tabela 7.4 – Resultados das análises do estudo de caso real.

Caso	Efeito da Detonação (D)	Cenário de Análise das Brechas Dolomíticas	Estimativas da Diluição (%)	Diluição		
				Média μ_{DM} (%)	Desvio Padrão σ_{DM} (%)	
1	0,8	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	52,2	42,8	9,0
		Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	36,2		
		Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	50,5		
		Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	32,3		
2	0,4	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	45,6	29,4	20,7
		Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	15,7		
		Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	43,9		
		Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	10,7		
3	0,0	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	28,9	19,0	10,4
		Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	10,0 ⁽¹⁾		
		Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	26,7		
		Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	10,0 ⁽¹⁾		

⁽¹⁾ Estimativa de diluição cujo valor está acrescido de 10 pontos percentuais.

O caso 1, apresentando o efeito de detonação D igual a 0,8, simula a condição real constatada na lavra do bloco 9140, como já observado. A diluição, avaliada numericamente neste caso, apresentou um valor médio igual a 42,8%. Sabendo que, o realce 9140 apresenta uma diluição real igual a 43,3 %, conclui-se que, há uma boa aderência, entre a simulação numérica e o problema real analisado, no que tange à análise de diluição não planejada de minério. Tal aderência é uma condição fundamental para dar credibilidade às demais análises, pois estas são situações hipotéticas, que retratam uma condição otimizada do Caso 1.

Os Casos 2 e 3 representam uma otimização do desmonte de rocha e, por conseguinte uma minimização do efeito de detonação, sobre o maciço da capa (HW), no realce 9140. Para o Caso 2, empregou-se um efeito de detonação D igual a 0,4. A diluição, avaliada numericamente neste caso, apresentou um valor médio igual a 29,4%, o que implica em uma redução de 13,4 pontos percentuais, entre os valores médios verificados nos Casos 1 e 2. Para

o Caso 3, empregou-se um efeito de detonação D , igual a 0,0. Em outras palavras, considerou-se que, o desmonte de rocha foi executado de forma a não afetar os parâmetros geotécnicos da capa (HW), no realce 9140. Desta maneira, o valor médio da diluição igual a 19% é função, exclusivamente, das condições geomecânicas do maciço, ou seja, representa a diluição mínima possível, a ser verificada na lavra do realce 9140. Este valor representa uma redução de 23,8 pontos percentuais, entre os valores médios verificados nos Casos 1 e 3.

Assumindo que a variável aleatória diluição apresenta uma distribuição de probabilidade lognormal, os resultados (Tabela 7.4) são reescritos sob a forma gráfica (Figura 7.30). A partir deste gráfico, visualiza-se o marcante efeito da detonação D sobre a diluição não planejada, como citado no parágrafo anterior. Visualiza-se, também, a aleatoriedade da diluição em cada caso, em decorrência da variabilidade natural dos parâmetros resistência à compressão simples e módulo de deformabilidade, da brecha dolomítica. A ideia de truncamento dos resultados da diluição em 10% pode ser adotada, também, nestas análises estatísticas.

Embora, a representação gráfica (Figura 7.30) traduza a variabilidade da diluição não planejada de minério, é possível apresentar uma abordagem mais ampla sobre o assunto. Para tanto, aborda-se a análise da diluição, sob o enfoque de uma análise e gerenciamento de risco. Esta abordagem encontra-se descrita no próximo capítulo.

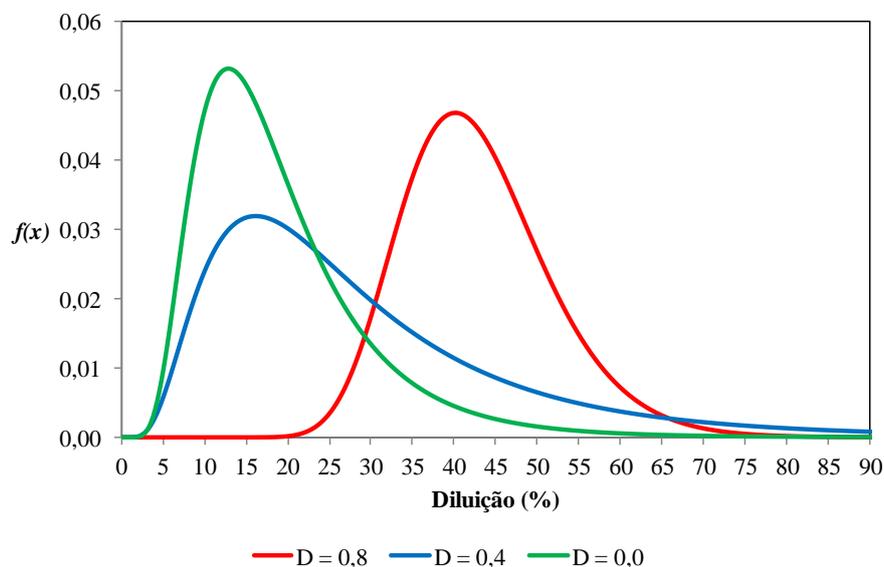


Figura 7.30 – Efeito da detonação sobre a diluição para o estudo de caso real.

As seções numéricas, utilizadas no cálculo das áreas e volumes de deslocamentos da capa (HW), no realce 9140, estão apresentadas no Apêndice O.

7.6.2. CASO HIPOTÉTICO

O estudo de caso hipotético tem como finalidade, avaliar o efeito do comprimento do realce e da detonação D, sobre a diluição não planejada de minério, no realce 9140. Para tanto, simularam-se três comprimentos de realce. Para cada comprimento de realce, avaliaram-se três casos distintos de efeito de detonação D, sobre o maciço rochoso da capa (HW). Estas simulações numéricas e os resultados estão descritos, a seguir.

7.6.2.1. SIMULAÇÕES NUMÉRICAS

A escavação do realce 9140 foi simulada numericamente, considerando três comprimentos distintos de realce, 45,6 m (\cong 45 m), 60 m e 74,4 m (\cong 75 m). Para cada comprimento de realce, consideraram três casos distintos de efeito de detonação D, de forma análoga ao estudo de caso real. Um caso de perturbação extrema das rochas encaixantes pelo efeito da detonação ($D = 0,8$), outro caso de perturbação intermediária ($D = 0,4$), e o último, com ausência de perturbação ($D = 0,0$). Como a análise de diluição baseia-se no método de Rosenblueth, e há duas variáveis independentes, cada caso compõe-se de quatro simulações numéricas, gerando quatro estimativas de diluição. A partir destas estimativas obtêm-se a média e o desvio padrão de diluição, para cada caso, conforme descrito na Tabela 7.5.

Tabela 7.5 – Simulações numéricas para diferentes comprimentos de realce e condições de perturbação.

Caso	L (m)	Efeito da Detonação (D)	Cenário de Análise das Brechas Dolomíticas	Estimativas da Diluição (DM)	Momentos da Diluição	Nº de Simulações/Caso	
1	45	0,8	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	DM^{--}	μ_{DM} e σ_{DM}	4
			Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	DM^{-+}		
			Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	DM^{+-}		
			Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	DM^{++}		
2	45	0,4	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	DM^{--}	μ_{DM} e σ_{DM}	4
			Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	DM^{-+}		
			Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	DM^{+-}		
			Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	DM^{++}		
3	45	0,0	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	DM^{--}	μ_{DM} e σ_{DM}	4
			Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	DM^{-+}		
			Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	DM^{+-}		
			Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	DM^{++}		
4	60	0,8	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	DM^{--}	μ_{DM} e σ_{DM}	4
			Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	DM^{-+}		
			Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	DM^{+-}		
			Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	DM^{++}		

Tabela 7.5 – Simulações numéricas para diferentes comprimentos de realce e condições de perturbação (continuação da tabela).

Caso	L (m)	Efeito da Detonação (D)	Cenário de Análise das Brechas Dolomíticas	Estimativas da Diluição	Momentos da Diluição	Nº de Simulações/Caso	
5	60	0,4	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	DM^{--}	μ_{DM} e σ_{DM}	4
			Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	DM^{-+}		
			Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	DM^{+-}		
			Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	DM^{++}		
6	60	0,0	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	DM^{--}	μ_{DM} e σ_{DM}	4
			Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	DM^{-+}		
			Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	DM^{+-}		
			Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	DM^{++}		
7	75	0,8	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	DM^{--}	μ_{DM} e σ_{DM}	4
			Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	DM^{-+}		
			Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	DM^{+-}		
			Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	DM^{++}		
8	75	0,4	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	DM^{--}	μ_{DM} e σ_{DM}	4
			Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	DM^{-+}		
			Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	DM^{+-}		
			Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	DM^{++}		
9	75	0,0	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	DM^{--}	μ_{DM} e σ_{DM}	4
			Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	DM^{-+}		
			Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	DM^{+-}		
			Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	DM^{++}		
Número Total de Simulações Numéricas						36	

Onde, o sinal (+) representa o valor do parâmetro, dado pela média mais um desvio padrão, e o sinal (-) representa o valor do parâmetro, dado pela média menos um desvio padrão, e L é o comprimento do realce.

Como já observado, as simulações numéricas de escavação consideram a deterioração dos parâmetros geotécnicos do maciço rochoso, na capa (HW) do realce, devido ao efeito de detonação D. Para o estudo de casos hipotéticos, esta deterioração dos parâmetros geotécnicos está descrita na Tabela 7.6, para cada análise.

Tabela 7.6 – Efeitos de detonação considerados nos estudos de caso hipotético.

Caso	L (m)	Efeito da Detonação (D)	Cenário de Análise	Antes da Escavação			Depois da Escavação		
				E_{mr} (GPa)	m_b	s	E_{mr} (GPa)	m_b	s
1	45	0,8	1º cenário (crítico)	8	3,012	0,0016	2	0,757	0,0002
			2º cenário (intermediário)	12	3,012	0,0016	4	0,757	0,0002
			3º cenário (intermediário)	8	3,012	0,0016	2	0,757	0,0002
			4º cenário (favorável)	12	3,012	0,0016	4	0,757	0,0002
2	45	0,4	1º cenário (crítico)	8	3,012	0,0016	4	1,794	0,0006
			2º cenário (intermediário)	12	3,012	0,0016	7	1,794	0,0006
			3º cenário (intermediário)	8	3,012	0,0016	4	1,794	0,0006
			4º cenário (favorável)	12	3,012	0,0016	7	1,794	0,0006
3	45	0,0	1º cenário (crítico)	8	3,012	0,0016	8	3,012	0,0016
			2º cenário (intermediário)	12	3,012	0,0016	12	3,012	0,0016
			3º cenário (intermediário)	8	3,012	0,0016	8	3,012	0,0016
			4º cenário (favorável)	12	3,012	0,0016	12	3,012	0,0016

Tabela 7.6 – Efeitos de detonação considerados nos estudos de caso hipotético (continuação da tabela).

Caso	L (metros)	Efeito da Detonação (D)	Cenário de Análise	Antes da Escavação			Depois da Escavação		
				E_{mr} (GPa)	m_b	s	E_{mr} (GPa)	m_b	s
4	60	0,8	1º cenário (crítico)	8	3,012	0,0016	2	0,757	0,0002
			2º cenário (intermediário)	12	3,012	0,0016	4	0,757	0,0002
			3º cenário (intermediário)	8	3,012	0,0016	2	0,757	0,0002
			4º cenário (favorável)	12	3,012	0,0016	4	0,757	0,0002
5	60	0,4	1º cenário (crítico)	8	3,012	0,0016	4	1,794	0,0006
			2º cenário (intermediário)	12	3,012	0,0016	7	1,794	0,0006
			3º cenário (intermediário)	8	3,012	0,0016	4	1,794	0,0006
			4º cenário (favorável)	12	3,012	0,0016	7	1,794	0,0006
6	60	0,0	1º cenário (crítico)	8	3,012	0,0016	8	3,012	0,0016
			2º cenário (intermediário)	12	3,012	0,0016	12	3,012	0,0016
			3º cenário (intermediário)	8	3,012	0,0016	8	3,012	0,0016
			4º cenário (favorável)	12	3,012	0,0016	12	3,012	0,0016
7	75	0,8	1º cenário (crítico)	8	3,012	0,0016	2	0,757	0,0002
			2º cenário (intermediário)	12	3,012	0,0016	4	0,757	0,0002
			3º cenário (intermediário)	8	3,012	0,0016	2	0,757	0,0002
			4º cenário (favorável)	12	3,012	0,0016	4	0,757	0,0002
8	75	0,4	1º cenário (crítico)	8	3,012	0,0016	4	1,794	0,0006
			2º cenário (intermediário)	12	3,012	0,0016	7	1,794	0,0006
			3º cenário (intermediário)	8	3,012	0,0016	4	1,794	0,0006
			4º cenário (favorável)	12	3,012	0,0016	7	1,794	0,0006
9	75	0,0	1º cenário (crítico)	8	3,012	0,0016	8	3,012	0,0016
			2º cenário (intermediário)	12	3,012	0,0016	12	3,012	0,0016
			3º cenário (intermediário)	8	3,012	0,0016	8	3,012	0,0016
			4º cenário (favorável)	12	3,012	0,0016	12	3,012	0,0016
Número Total de Simulações Numéricas							36		

Onde, L é o comprimento do realce.

Assim como no estudo de caso real, o tempo de execução das simulações numéricas varia, em função dos parâmetros geotécnicos considerados na análise. Para caso do realce com comprimento igual a 45 m, efeito de detonação D igual a 0,8 e um cenário crítico (σ_{ci}^- , E^-), o tempo de simulação foi de 9 h. A máquina utilizada foi um computador DELL, modelo XPS 8500, com processador Intel i7, 3,40 GHz e memória instalada (RAM) de 24 GB.

7.6.2.2. RESULTADOS

A partir das análises numéricas, estimou-se a diluição não planejada no realce 9140, para cada um dos nove casos analisados. Análogo ao estudo de caso real, valores de diluição inferiores a 10% foram acrescidos de dez pontos percentuais, devido a improvável existência de diluições inferiores a 10% na mina. Novamente, ressalta-se que o truncamento em 10% teria sido uma melhor solução. Os resultados das análises estão apresentados na Tabela 7.7. A diluição, por ser uma variável aleatória, está descrita por meio da média (μ_{DM}) e do desvio padrão (σ_{DM}).

Tabela 7.7 – Resultados das análises do estudo de caso hipotético.

Caso	L (m)	Efeito da Detonação (D)	Cenário de Análise das Brechas Dolomíticas		Estimativas da Diluição (%)	Diluição	
						Média μ_{DM}	Desvio Padrão σ_{DM}
1	45	0,8	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	43,5	31,0	14,6
			Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	21,3		
			Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	42,9		
			Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	15,5		
2	45	0,4	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	32,3	21,2	13,5
			Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	10,0 ⁽¹⁾		
			Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	31,9		
			Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	10,0 ⁽¹⁾		
3	45	0,0	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	14,9 ⁽¹⁾	11,9	2,0
			Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	10,0 ⁽¹⁾		
			Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	12,7 ⁽¹⁾		
			Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	10,0 ⁽¹⁾		
4	60	0,8	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	45,2	33,6	12,3
			Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	25,0		
			Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	44,1		
			Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	20,0		
5	60	0,4	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	35,9	22,9	16,0
			Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	10,0 ⁽¹⁾		
			Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	34,7		
			Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	10,0 ⁽¹⁾		
6	60	0,0	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	19,4 ⁽¹⁾	14,2	4,4
			Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	10,0 ⁽¹⁾		
			Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	17,3 ⁽¹⁾		
			Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	10,0 ⁽¹⁾		
7	75	0,8	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	46,8	35,7	11,6
			Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	27,6		
			Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	45,5		
			Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	22,5		
8	75	0,4	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	37,5	24,1	17,1
			Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	10,8 ⁽¹⁾		
			Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	37,0		
			Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	10,0 ⁽¹⁾		
9	75	0,0	Mais crítico	$\sigma_{ci}^- E^-$	13,1	15,9	6,4
			Intermediário	$\sigma_{ci}^- E^+$	10,0 ⁽¹⁾		
			Intermediário	$\sigma_{ci}^+ E^-$	10,3		
			Mais favorável	$\sigma_{ci}^+ E^+$	10,0 ⁽¹⁾		

⁽¹⁾ Estimativa de diluição cujo valor está acrescido de 10 pontos percentuais. L é o comprimento do realce.

Assumindo que, a variável aleatória diluição apresenta uma distribuição de probabilidade lognormal, os resultados (Tabela 7.7) são reescritos na forma gráfica (Figuras 7.31 a 7.36). Os gráficos nas Figuras 7.31 a 7.33 demonstram o efeito de detonação D sobre a diluição não planejada, para cada comprimento de realce analisado. Já os gráficos nas Figuras 7.34 a 7.36, demonstram a influência do comprimento do realce sobre efeito de detonação D, e a consequente diluição. As análises críticas dos resultados estão após as referidas figuras. Análogo ao caso real, pode-se truncar os valores da diluição em 10% nas análises estatísticas.

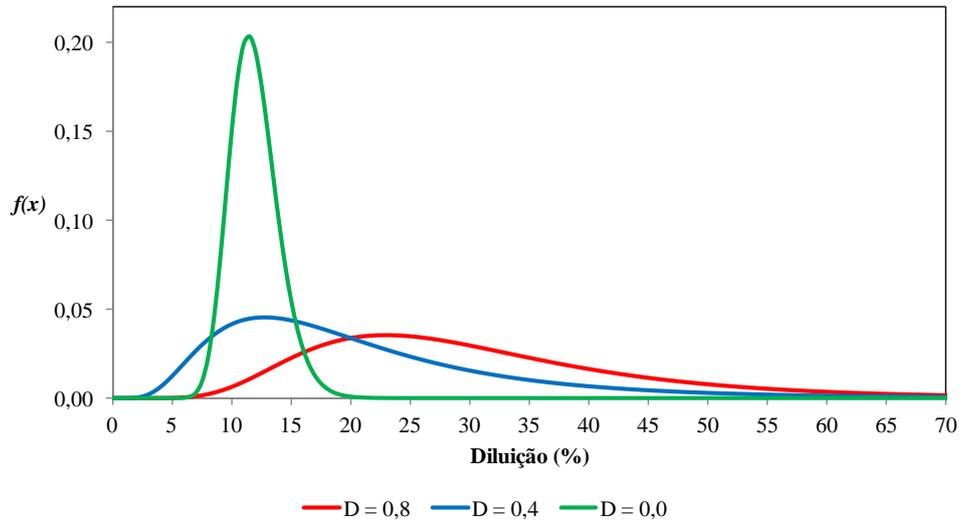


Figura 7.31 – Efeito da detonação (D) sobre a diluição para o realce com 45 m.

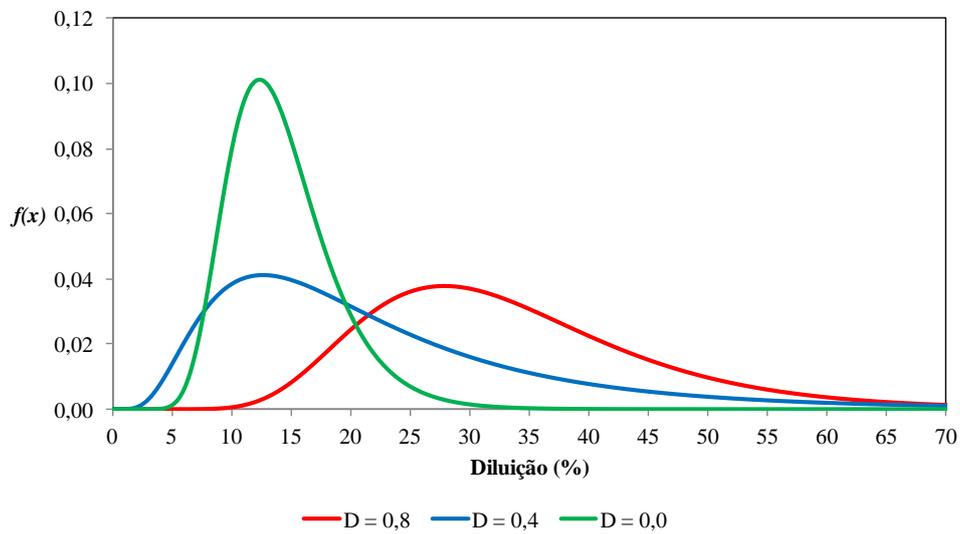


Figura 7.32 – Efeito da detonação (D) sobre a diluição para o realce com 60 m.

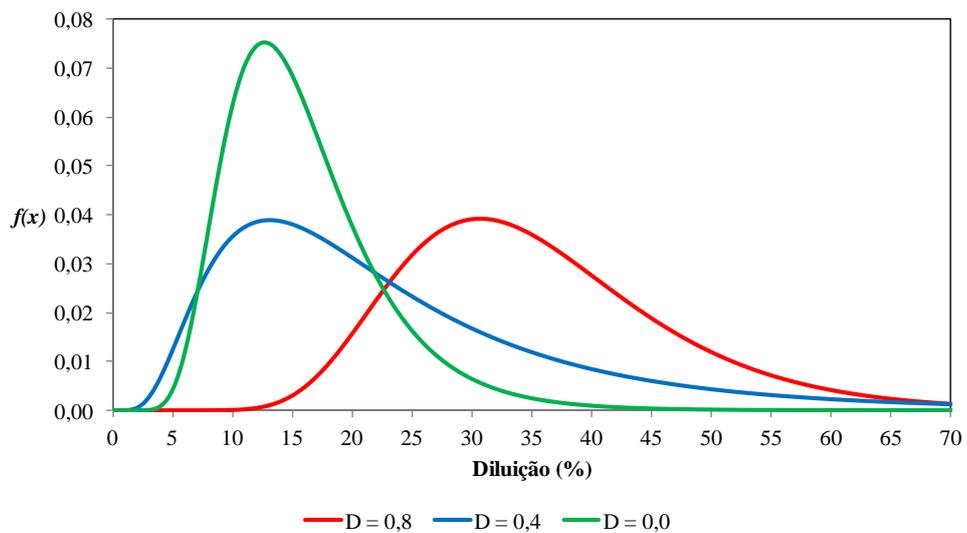


Figura 7.33 – Efeito da detonação (D) sobre a diluição para o realce com 70 m.

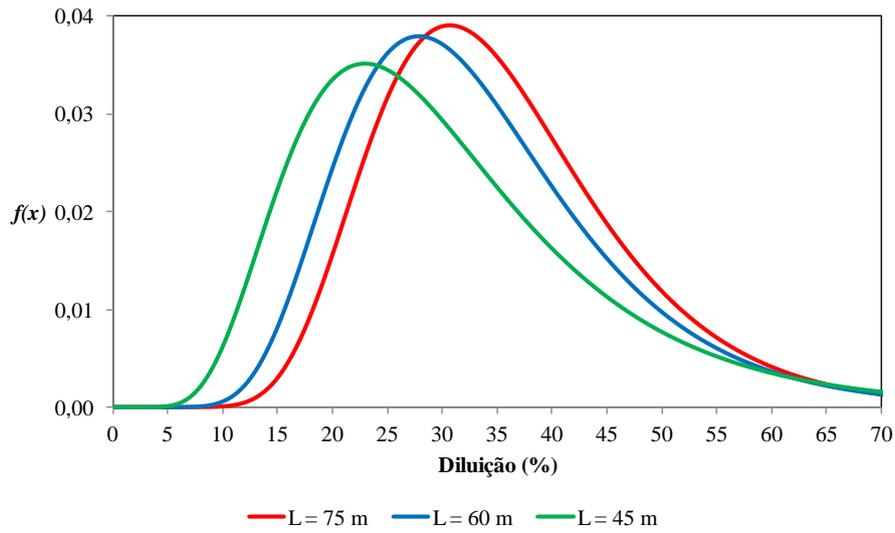


Figura 7.34 – Diluição em função do comprimento de realce para o efeito de detonação 0,8.

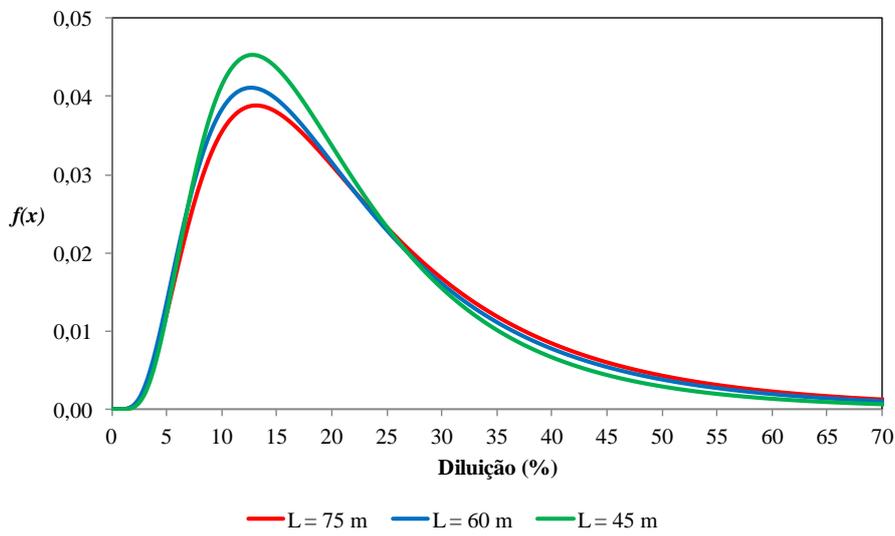


Figura 7.35 – Diluição em função do comprimento de realce para o efeito de detonação 0,4.

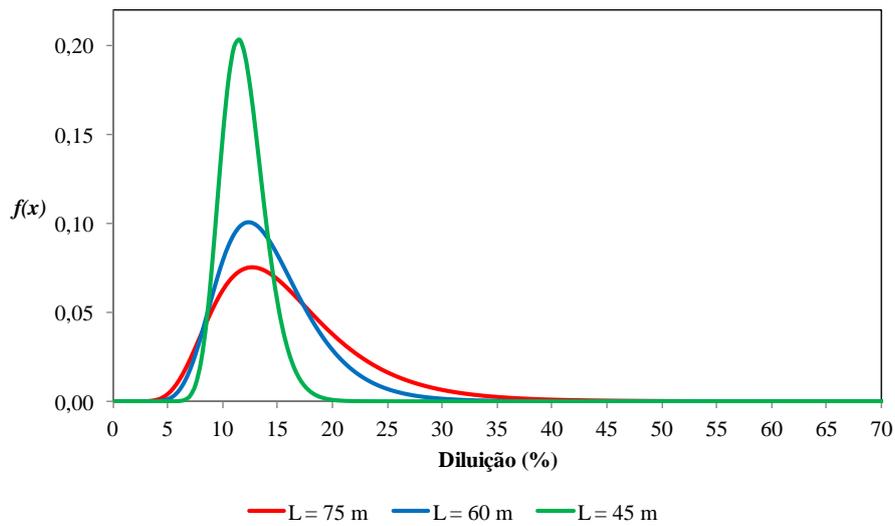


Figura 7.36 – Diluição em função do comprimento de realce para o efeito de detonação 0,0.

As análises das Figuras 7.31 a 7.33 permitem observar a influência marcante do efeito de detonação (D), sobre a diluição não planejada de minério, bem como, a variabilidade da diluição, cujo intervalo aumenta com o comprimento do realce.

As análises da Tabela 7.7 e das Figuras 7.34 a 7.36 permitem duas considerações. A primeira consideração refere-se à pequena diferença entre os valores médios de diluição, para comprimentos de realce distintos, sujeitos ao mesmo efeito de detonação D, observada na Tabela 7.7. Esta pequena diferença da diluição, para diferentes comprimentos de realce, contraria o que se observa na prática. É possível que, esta discrepância decorra da simulação numérica da escavação isolada de um realce, diferentemente da realidade de uma mina, onde as escavações dos realces influenciam a diluição, em um realce vizinho. Pode-se constatar o efeito dos realces vizinhos sobre a diluição de um realce, ao comparar os resultados do estudo de caso hipotético, para o realce com comprimento igual a 60 m, com aqueles do estudo de caso real, onde o realce apresenta 57,5 m de comprimento. Para todos os efeitos de detonação considerados, o caso real apresenta diluições médias mais elevadas. Assim, embora o exemplo escolhido, para a análise hipotética, não tenha sido adequado, a análise da influência do comprimento do realce, sobre a diluição não planejada de minério, é uma análise fundamental ao planejado de mina, pois afeta a economicidade da lavra subterrânea.

A segunda consideração refere-se à ação combinada, entre o comprimento do realce e o efeito de detonação (D), sobre a diluição não planejada de minério. Pode-se observar, a partir da análise comparativa entre os gráficos presentes nas Figuras 7.34 a 7.36, que para efeitos de detonação (D) igual ou inferiores a 0,4, o comprimento do realce pouco interfere na diluição não planejada de minério. Entretanto, para efeitos de detonação D elevados, $D = 0,8$, o comprimento do realce influencia significativamente a referida diluição. Esta consideração é importante, pois ressalta a necessidade do controle de qualidade sobre o desmonte de rocha, posto que, a economicidade da lavra é diretamente proporcional ao comprimento dos realces.

Embora, as representações gráficas (Figuras 7.31 a 7.36) demonstrem a influência do comprimento e do efeito de detonação D sobre a diluição, é possível apresentar uma abordagem mais ampla sobre o assunto. Para tanto, aborda-se a análise da diluição, sob o enfoque de uma análise e gerenciamento de risco. Esta abordagem encontra-se descrita no próximo capítulo. Quanto às seções numéricas, utilizadas no cálculo das áreas e volumes de deslocamentos nos casos hipotéticos, estas se encontram apresentadas no Apêndice P.

8. GERENCIAMENTO DE RISCO

A diluição não planejada de minério é um fenômeno aleatório, que se constitui em um dos principais problemas, de lavra de mina subterrânea, associados a realces com grandes dimensões. Embora a diluição seja considerada parte da atividade de lavra, a mesma impõe uma elevação nos custos operacionais de lavra e uma diminuição da recuperação metalúrgica da usina, o que afeta a viabilidade econômica de uma mina. Assim, a possibilidade de planejar o dimensionamento dos realces de mina, considerando a probabilidade de ocorrência de determinada diluição e sua consequência, amplia a racionalização na tomada de decisão.

Esta ampliação na racionalização sobre o dimensionamento dos realces é obtida, por meio do gerenciamento de risco aplicado à diluição não planejada de minério. Este gerenciamento de risco é abordado neste capítulo, por meio da descrição de quatro itens. O primeiro item apresenta os conceitos básicos sobre risco. O segundo apresenta o método probabilístico aplicado à análise de risco. O terceiro apresenta a análise de risco aplicada à diluição nos estudos de caso real e hipotético. E o quarto refere-se ao gerenciamento do risco, propriamente dito, aplicado à diluição. Estes quatro itens são descritos a seguir.

8.1. CONCEITOS BÁSICOS DE RISCO

O risco, de forma simples, é definido como o produto entre a probabilidade de um evento incerto ocorrer e a consequência deste evento, caso ele ocorra, conforme descrito por:

$$R = P[\text{Evento}] \times \text{Custo da Consequência} \quad (8.1)$$

onde, R é o risco, $P[\text{Evento}]$ é a probabilidade de um evento ocorrer, e o custo da consequência é a consequência decorrente de um evento.

Expressando a consequência em valores monetários, o risco torna-se expresso assim, também (Einstein, 1996). Nos próximos três itens, descrevem-se a probabilidade do evento, a sua consequência e o impacto financeiro desta consequência sobre o planejamento de mina.

8.1.1. PROBABILIDADE DE OCORRÊNCIA DO EVENTO

A avaliação, sobre a probabilidade de ocorrência de um evento, é possível, mediante o conhecimento da função de distribuição de probabilidade associada ao comportamento deste

evento. Segundo Assis (2002), há diferentes métodos probabilísticos, que permitem obter a distribuição de probabilidade de uma variável dependente, em função do conhecimento das distribuições estatísticas das variáveis independentes, que geram a variável dependente.

No estudo em questão, o evento corresponde à diluição não planejada de minério. Esta diluição é calculada por meio de um sistema de equações numéricas, e é função de parâmetros geomecânicos e condições operacionais, conforme descrito por:

$$Diluição = f(\sigma_{in\ situ}, \gamma, \sigma_{ci}, E_{mr}, \nu, m_b, s, G_{esc}, D, S_{Lavra}, S_{Desmonte}, PE) \quad (8.2)$$

onde, $\sigma_{in\ situ}$ é o estado de tensões *in situ*, γ é o peso específico da rocha, σ_{ci} é a resistência à compressão simples da rocha intacta, E_{mr} é o módulo de deformabilidade do maciço, ν é coeficiente de Poisson, m_b e s são parâmetros de resistência de Hoek-Brown do maciço, G_{esc} é a geometria das escavações (dimensões e o posicionamento espacial dos realces), D é o efeito da detonação sobre as encaixantes, S_{Lavra} e $S_{Desmonte}$ são os sequenciamentos, respectivamente, de lavra e de desmonte dos blocos de minério, e PE são os parâmetros do enchimento.

Como os parâmetros geotécnicos, resistência à compressão simples (σ_{ci}) e o módulo de deformabilidade (E_{mr}) do maciço rochoso, são tratados como variáveis aleatórias, então a diluição deve ser tratada como uma variável dependente aleatória. Logo, o comportamento da diluição é expresso sob a forma de uma função distribuição de probabilidade (Figura 8.1). Esta função pode ser obtida por meio de diferentes métodos probabilísticos (Figura 8.2), conforme observado por Assis (2002). Para o estudo da diluição não planejada de minério, utilizou-se o método probabilístico dos pontos de estimativa de Rosenblueth. A aplicação deste método, ao problema da diluição não planejada, está descrita no Item 8.2.

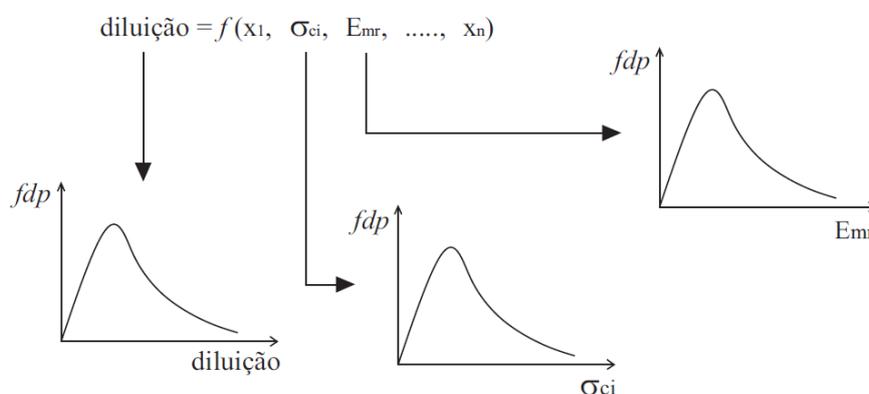


Figura 8.1 – Condição de variável aleatória atribuída à diluição.

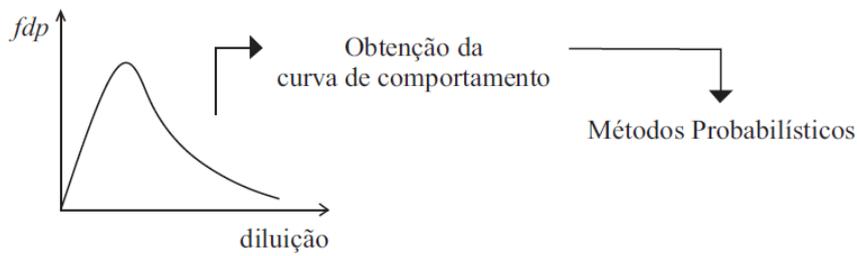


Figura 8.2 – Diluição expressa sob a forma de função densidade de probabilidade.

Cabe mencionar ainda que, a distribuição de probabilidade permite realizar uma primeira análise sobre a diluição, sem considerar as consequências. Para tanto, basta associar o valor crítico de diluição, à função distribuição de probabilidade em questão (Figura 8.3) e assim obter o diagrama de confiabilidade. A partir deste diagrama, gerado para determinadas condições geomecânicas e operacionais, é possível realizar uma análise de confiabilidade, onde se verifica o quanto a diluição não planejada de minério esperada está distante do valor de diluição crítica. Esta análise pode ser expressa, também, de forma analítica, pelo índice de confiabilidade descrito por:

$$\beta = \frac{E(\text{diluição}) - \text{diluição}_{\text{crítica}}}{\sigma} \quad (8.3)$$

onde, β é o índice de confiabilidade, E (diluição) e σ são, respectivamente, a expectância (ou valor esperado) e o desvio padrão da função distribuição de probabilidade associada à diluição, e $\text{diluição}_{\text{crítica}}$ é o valor diluição limite admissível pelo planejamento de mina.

A análise de confiabilidade, além de representar uma primeira avaliação baseada na função de distribuição de probabilidade, substitui o uso tradicional do fator de segurança, em análises probabilísticas (Einstein, 1996).

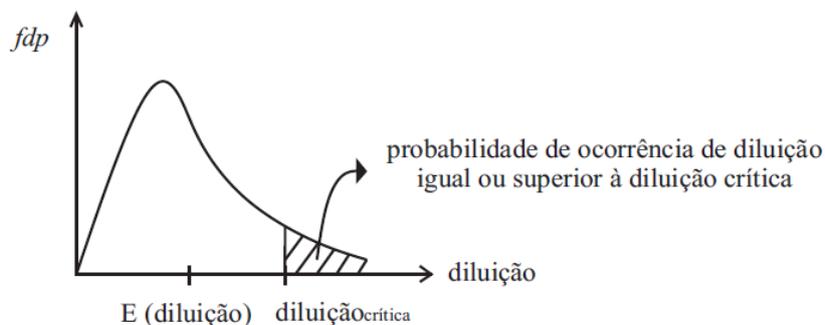


Figura 8.3 – Função densidade de probabilidade de diluição e o valor crítico de diluição.

8.1.2. CONSEQUÊNCIAS DO EVENTO

As consequências negativas de um evento, de maneira geral, podem ser separadas em cinco grandes grupos, os quais são: diretas; de segurança e saúde; ambientais; de danos a terceiros; e de danos à imagem (Assis, 2014). Especificamente, no caso da diluição não planejada de minério, esta se enquadra no grupo das consequências diretas.

Para o caso da diluição não planejada de minério, as consequências referem-se a custos adicionais de carregamento, transporte, beneficiamento e estocagem em barragens de rejeito. Estes custos apresentam impactos diretos sobre a viabilidade econômica de uma mina, conforme descrito no próximo item (Palkanis *et al.*, 1995).

8.1.3. FUNÇÃO BENEFÍCIO E O RISCO DE DILUIÇÃO

O planejamento de uma mina baseia-se em parâmetros técnicos, dentre os quais, cita-se a função benefício (FB), a qual é descrita, de maneira resumida, pela seguinte equação:

$$FB = R - C \quad (8.4)$$

onde, FB é a função benefício, R é a receita do bloco de minério, e C é o custo total. Esta função é um parâmetro que traduz a lucratividade advinda da lavra de um determinado bloco de minério, ou seja, trata-se de uma atribuição de valores econômicos de receitas e custos às unidades técnicas de lavra, que são os blocos de minério.

O custo total compõe-se de diferentes custos, dentre os quais, encontram-se aqueles referentes à diluição não planejada de minério. Conhecer o risco desta diluição, associada à função benefício de cada bloco de minério, é uma condição ideal ao planejamento de mina. Tal conhecimento contribui para ampliar a racionalização na tomada de decisão, sobre o dimensionamento dos realces. Por conseguinte, esta racionalização, a princípio, tende a minimizar o impacto financeiro sobre a rentabilidade da lavra subterrânea.

Baseando nas considerações anteriores, realizaram-se análises de risco aplicadas à diluição não planejada, para os estudos de caso real e hipotético. Estas análises são na verdade um exercício, cuja finalidade é demonstrar a potencialidade da análise de risco, aplicada ao dimensionamento de realces e ao planejamento de mina. As análises em questão encontram-se apresentadas no Item 8.3, denominado análise de risco aplicada à diluição não planejada.

8.2. MÉTODO PROBABILÍSTICO

O método probabilístico, utilizado na análise de risco aplicada à diluição não planejada de minério, foi o método dos pontos de estimativa de Rosenblueth. Estimaram-se a média e o desvio padrão da variável aleatória dependente, diluição não planejada de minério, a partir da média e desvio padrão das variáveis aleatórias independentes, resistência à compressão simples e módulo de deformabilidade, de forma análoga ao exemplo ilustrado na Figura 8.4.

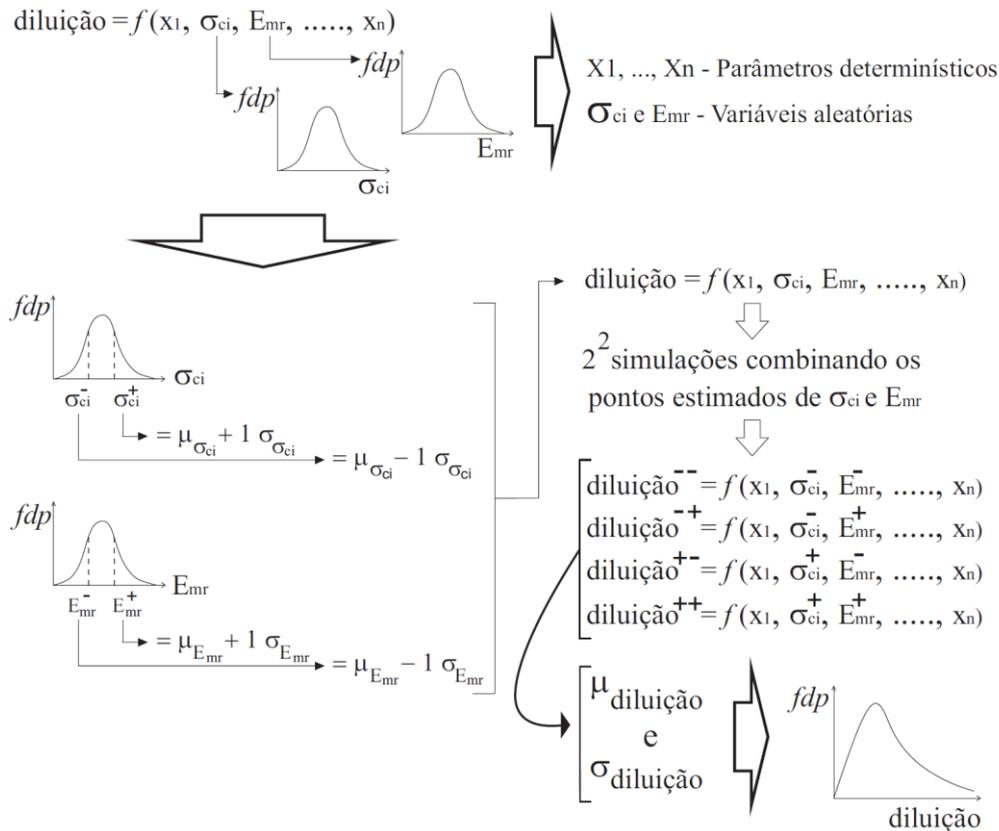


Figura 8.4 – Ilustração esquemática da aplicação do método dos pontos de estimativa de Rosenblueth ao problema de diluição não planejada de minério.

8.3. ANÁLISE DE RISCO APLICADA À DILUIÇÃO NÃO PLANEJADA

O risco da diluição não planejada é o produto, entre a probabilidade de ocorrência da diluição e o custo da consequência associado à mesma. As análises de riscos estão apresentadas sob a forma gráfica nas Figuras 8.5 a 8.11, onde os custos das consequências posicionam-se no eixo das abscissas, e as probabilidades de ocorrência do evento posicionam-se no eixo das ordenadas. O gráfico deve apresentar uma linha limítrofe entre as regiões de risco admissível e inadmissível. Há, também, linhas que separam a região admissível em sub-regiões. A

princípio, estas sub-regiões são definidas pelo planejamento de mina, considerando o impacto econômico de diferentes valores de diluição, sobre a função benefício dos blocos de minério. Assim, as dimensões planejadas dos realces devem ser tais que, haja uma elevada probabilidade de ocorrência de diluição nas sub-regiões admissíveis.

A probabilidade de ocorrência de diluição não planejada é obtida das funções de distribuição de probabilidade de diluição, geradas no capítulo anterior, para os estudos de caso, real e hipotético. Já as consequências das diluições são estimadas, com base na quantificação dos custos de diluição em mina subterrânea, sugerido por Palkanis *et al.* (1995) e citados no Item 8.1.2. Entretanto, ressalta-se que, para ambos os estudos de caso, real e hipotético, os custos de diluição restringem-se aos custos de transporte e beneficiamento. Os custos de carregamento e estocagem na barragem de rejeito, não foram aqui considerados.

Os custos de consequência da diluição devem ser adicionados aos custos de transporte e de beneficiamento do minério desmontado, e normalizados pela massa de minério desmontado. Este procedimento permite que o custo de consequência, para um determinado valor de diluição, independa das dimensões do realce. Para uma melhor compreensão, apresentam-se duas situações distintas de cálculo dos custos de consequências de diluição, para o seguinte exemplo: considere dois blocos de minério A e B, cujos valores das massas são, respectivamente, iguais a 25.000 e 30.000 toneladas de minério; suponha uma diluição não planejada igual a 20%, para a lavra de cada bloco; e assuma que, os custos de transporte por tonelada (C_T) e de beneficiamento por tonelada (C_B), totalizam o valor de R\$ 100,00/tonelada.

Na primeira situação, o cálculo dos custos totais de transporte e beneficiamento, referentes à massa de diluição não planejada de minério, é calculado de forma absoluta, por meio de:

$$C_{TBD} = (\%Diluição_{NP} \times M_R) \times (C_T + C_B) \quad (8.5)$$

onde, C_{TBD} é o custo de transporte e de beneficiamento referente ao material de diluição não planejada de minério, $\% Diluição_{NP}$ é a diluição não planejada de minério, M_R é a massa de rocha contida no realce planejado, C_T é o custo de transporte por tonelada de material e C_B é o custo de beneficiamento por tonelada de material.

Nesta primeira situação, os custos de transporte e de beneficiamento (C_{TBD}), para os blocos A e B, são iguais a R\$ 500.000 e R\$ 600.000, respectivamente. Estes cálculos demonstram que,

para um mesmo valor de diluição não planejada de minério, os custos totais de transporte e beneficiamento (C_{TTBD}) variam em função das dimensões do realce, como seria esperado.

Na segunda situação, os custos totais de transporte e beneficiamento, referentes à diluição não planejada e ao minério desmontado, são somados e divididos pela massa de minério desmontada, conforme descrito nas seguintes equações:

$$C_{TB/tm} = \frac{[M_R + (\%Diluição_{NP} \times M_R)] \times (C_T + C_B)}{M_R} \quad (8.6)$$

$$C_{TB/tm} = \%Diluição_{NP} \times (C_T + C_B) \quad (8.7)$$

onde, $C_{TB/tm}$ é o custo de transporte e beneficiamento de todo o material transportado (planejado + deslocado) por tonelada de rocha contida no realce planejado (minério), M_R é a massa de rocha contida no realce planejado (minério), $\% Diluição_{NP}$ é a diluição não planejada de minério, C_T é o custo transporte por tonelada de material e C_B é o custo de beneficiamento por tonelada de material.

Nesta segunda situação, os custos de transporte e de beneficiamento por tonelada de minério ($C_{TB/tm}$) são iguais para os blocos A e B, e corresponde a R\$ 120,00 / tonelada de minério. Neste cálculo, os custos de transporte e beneficiamento por tonelada de minério ($C_{TB/tm}$) encontram-se normalizados pela massa de rocha contida no realce planejado (minério), o que permite uma análise de custos em função da diluição não planejada, independente do comprimento dos realces.

Portanto, neste trabalho, o custo de consequência da diluição é calculado por meio das Equações 8.6 ou 8.7. Nesta equação, o impacto da diluição está incluso no preço de transporte e de beneficiamento da tonelada de minério, o que permite a entrada deste parâmetro, de maneira direta, no cálculo da função benefício para cada bloco de minério.

No momento observa-se que a diluição não planejada de minério, considerada nas equações anteriores, é calculada por meio da Equação 7.6, entretanto os valores da diluição não planejada de minério calculados pela empresa e descritos no Capítulo 7 foram obtidos por meio da Equação 7.5.

Em face a esta situação, os valores da diluição não planejada, descritos nos resultados presentes no Capítulo 7 e calculados segundo a Equação 7.5, foram convertidos para valores de diluição não planejada calculados segundo a Equação 7.6. Desta forma, correlacionaram-se os valores da diluição não planejada de minério calculados por meio das Equações 7.5 e 7.6. Com base nesta correlação, realizaram-se as análises de risco aplicadas à diluição de minério para os estudos de caso real e hipotético, os quais são apresentadas a seguir.

8.3.1. ESTUDO DE CASO REAL

A elaboração da análise de risco, aplicada à diluição não planejada de minério, baseou-se nos seguintes elementos: os resultados das simulações numéricas do estudo de caso real, descritos no capítulo anterior; os custos da consequência da diluição; e em metas de produção.

Os resultados das simulações numéricas permitiram conhecer o comportamento da variável diluição, descrito pela função distribuição de probabilidade (*f_{dp}*) da diluição, para cada efeito de detonação. A partir destas funções, e utilizando a função estatística dist.norm do Excel, ou, a tabela de distribuição normal apresentada no Apêndice Q, define-se a probabilidade de ocorrência de diluição, para qualquer intervalo de diluição. Entretanto, cabe citar que, a função distribuição de probabilidade (*f_{dp}*) da diluição é uma função lognormal, logo o uso da função estatística do Excel, ou da tabela de distribuição normal, aplica-se aos valores de diluição, expressos em logaritmo neperiano, conforme observado por Ang & Tang (1975).

Quanto aos custos das consequências da diluição, estes se restringem aos custos de transporte e de beneficiamento do material deslocado, como já citado. Tais custos foram estimados, de forma hipotética e conjunta, como equivalentes à R\$ 100,00 por tonelada de material.

Já, as metas de produção definem valores de diluição não planejada de minério, a serem alcançados. Estas metas separam as condições de diluição admissíveis em sub-regiões. Assim como os custos das consequências, estas metas de produção foram arbitradas, de forma hipotética.

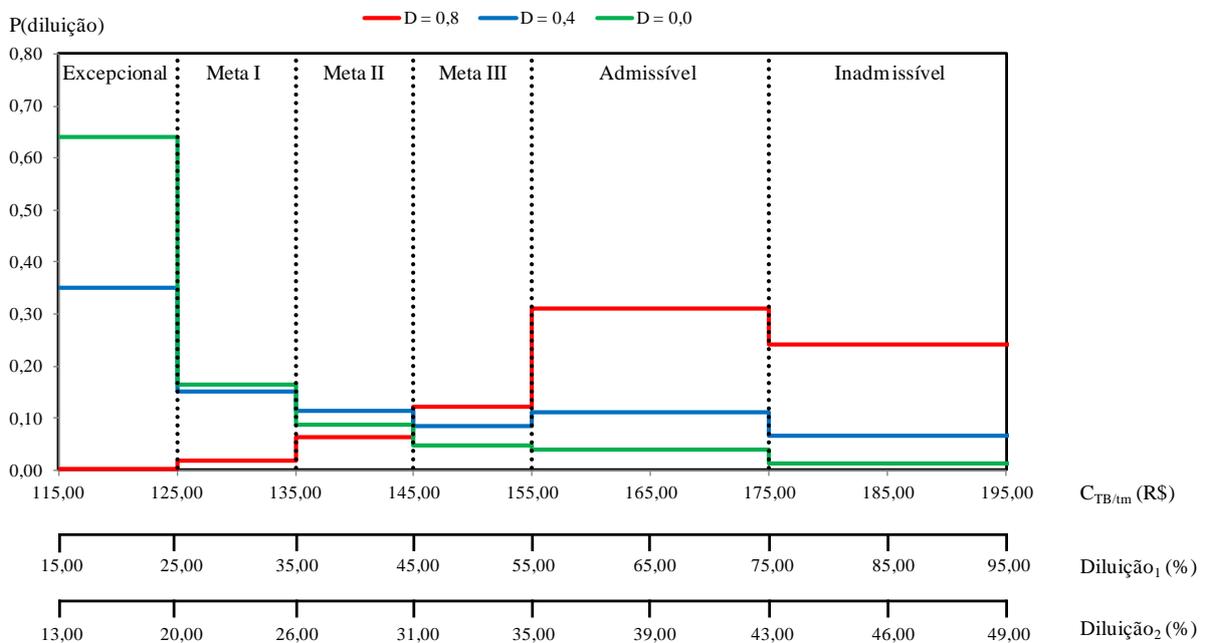
Na Tabela 8.1, descrevem-se as metas, as respectivas faixas de valores para diluição associadas às metas, bem como, os respectivos custos das consequências das diluições. Uma vez descritos estes dados, apresenta-se o gráfico da análise de risco da diluição não planejada de minério, para o estudo de caso real, na Figura 8.5.

Tabela 8.1 – Faixa de valores para a diluição não planejada de minério.

Índice de Diluição	Faixa de Valores de Diluição		Custos de Transporte e Beneficiamento por tonelada de material (R\$/ton.)
	⁽¹⁾ Diluição 1 (%)	⁽²⁾ Diluição 2 (%)	
Excepcional	< 25	< 20	< 125,00
Meta I	25 a 35	20 a 26	125,00 a 135,00
Meta II	35 a 45	26 a 31	135,00 a 145,00
Meta III	45 a 55	31 a 35	145,00 a 155,00
Admissível	55 a 75	35 a 43	155,00 a 175,00
Inadmissível	> 75	> 43	> 175,00

⁽¹⁾ A diluição 1 é calculada por meio da Equação 8.7

⁽²⁾ A diluição 2 é calculada por meio da Equação 8.8



$C_{TB/tm}$ – Custo de transporte e beneficiamento por tonelada de rocha contida no realce planejado (minério)

$Diluição_{01} (\%) = M_D / M_R \times 100$ $Diluição_{02} (\%) = [M_D / (M_D + M_R)] \times 100$

M_D – massa de rocha do deslocamento M_R – massa de rocha contida no realce planejado (minério)

Figura 8.5 – Representação gráfica do risco de diluição do caso real.

A análise do gráfico do risco de diluição, para o caso real (Figura 8.5), permite tabular os resultados de diferentes formas, dentre estas, citam-se três. A primeira interpretação dos resultados permitiu estruturar uma relação probabilística, entre as metas e o efeito da detonação D (Tabela 8.2). A segunda permitiu estruturar a relação probabilística, entre o

alcance das metas e o efeito da detonação D (Tabela 8.3). E a terceira permitiu estruturar a relação probabilística, entre a condição inadmissível e o efeito da detonação D (Tabela 8.4).

Tabela 8.2 – Relação probabilística entre as metas e o efeito da detonação D no caso real.

Condição Avaliada	Probabilidade de Ocorrência (%)			
	D	0,8	0,4	0,0
Excepcional		0,1	35,1	64,0
Meta I		1,7	15,2	16,4
Meta II		6,4	11,5	8,6
Meta III		12,1	8,5	4,6

Tabela 8.3 – Relação probabilística entre o alcance de metas e o efeito da detonação D no caso real.

Condição Avaliada	Probabilidade de Ocorrência (%)			
	D	0,8	0,4	0,0
Atingir as Metas		20,3	70,3	93,6

Tabela 8.4 – Relação probabilística entre a condição inadmissível e o efeito da detonação D no caso real.

Condição Avaliada	Probabilidade de Ocorrência (%)			
	D	0,8	0,4	0,0
Inadmissível		48,8	18,7	2,4

A análise dos resultados (Tabelas 8.4 a 8.6) permite observar que, a redução do efeito de detonação D sobre as rochas encaixantes, de 0,8 para 0,4, aumenta a probabilidade em atingir as metas de produção de 20,3% para 70,3%, e reduz a probabilidade de ocorrência de uma condição inadmissível de diluição, de 48,8% para 18,7%. Ou seja, a otimização do plano de fogo é condição imperativa para atingir as metas de diluição, ou no mínimo, reduzir a possibilidade de ocorrência de condições inadmissíveis de diluição não planejada de minério.

8.3.2. ESTUDO DE CASO HIPOTÉTICO

Para os casos hipotéticos, elaboraram-se as análises de risco da diluição não planejada de minério, de forma análoga ao caso real, ou seja, basearam-se nos resultados das simulações numéricas do estudo de casos hipotéticos, descritos também no capítulo anterior, nos custos da consequência da diluição e nas metas de produção. As observações feitas no estudo de caso

real, para os resultados das simulações numéricas, para os custos da consequência da diluição e para as metas de produção aplicam-se, também, ao estudo de casos hipotéticos.

Diferente do caso real, onde se avalia somente o efeito da detonação D sobre a diluição, o estudo de casos hipotéticos considerou, além do referido efeito, a influência do comprimento do realce sobre a diluição não planejada de minério. Assim, as avaliações sobre diluição foram realizadas considerando três condições para o efeito de detonação D, 0,8, 0,4 e 0,0, e três comprimentos de realce (L), 45, 60 e 75 m, como já citado. A partir destas avaliações, elaboraram-se seis gráficos para a análise de risco de diluição. Os três primeiros gráficos (Figuras 8.6 a 8.8) ressaltam a relação entre o efeito da detonação D e a diluição, considerando a influência do comprimento do realce (L). Algumas interpretações desta relação estão evidenciadas nas Tabelas 8.7 a 8.9, e nos respectivos comentários subsequentes. E os três últimos gráficos (Figuras 8.9 a 8.11) ressaltam a relação entre o comprimento do realce e a diluição, considerando o efeito da detonação D. Analogamente, algumas interpretações desta relação estão evidenciadas nas Tabelas 8.10 a 8.12 e nos respectivos comentários subsequentes.

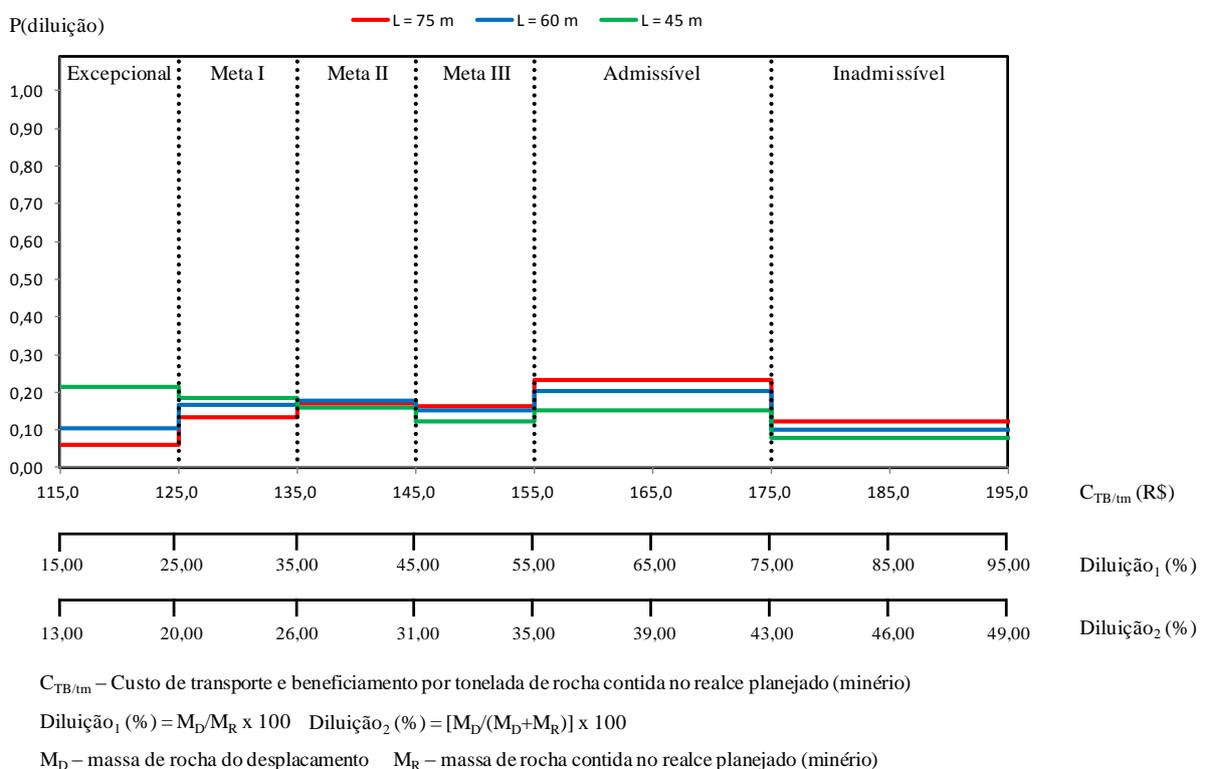


Figura 8.6 – Representação gráfica do risco de diluição do caso hipotético para D = 0,8.

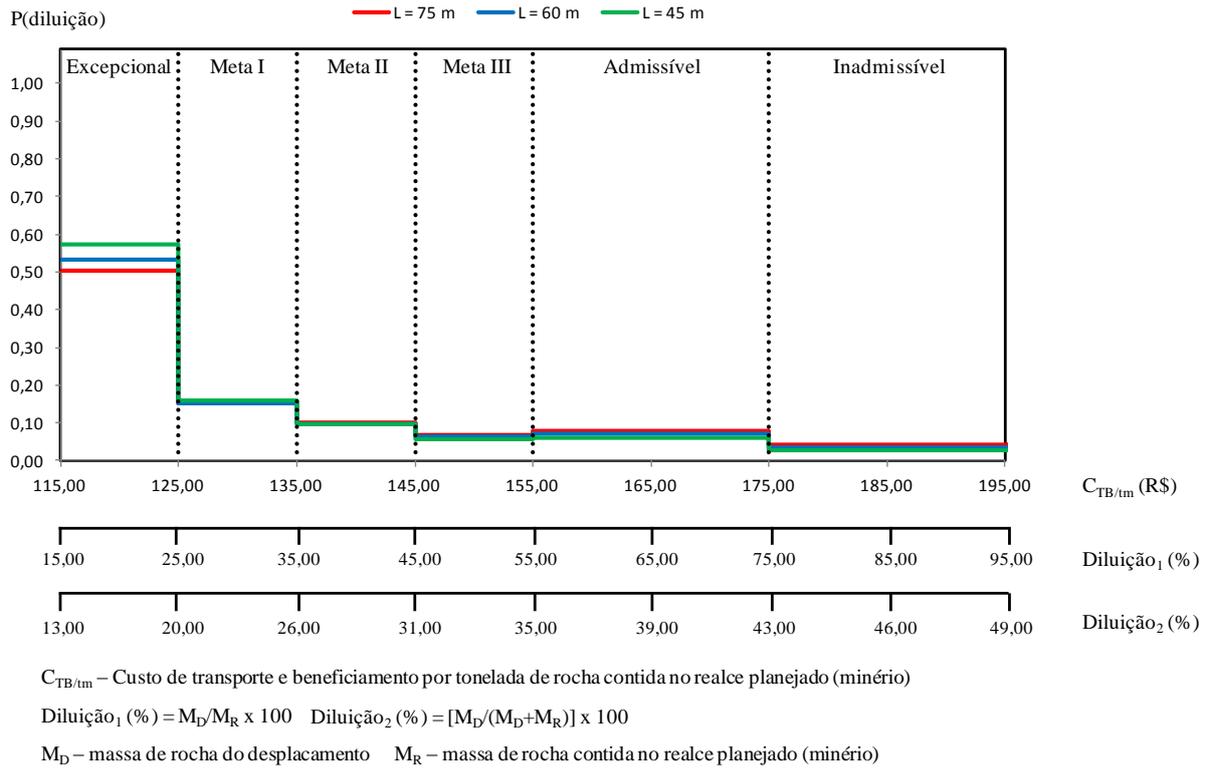


Figura 8.7 – Representação gráfica do risco de diluição do caso hipotético para $D = 0,4$.

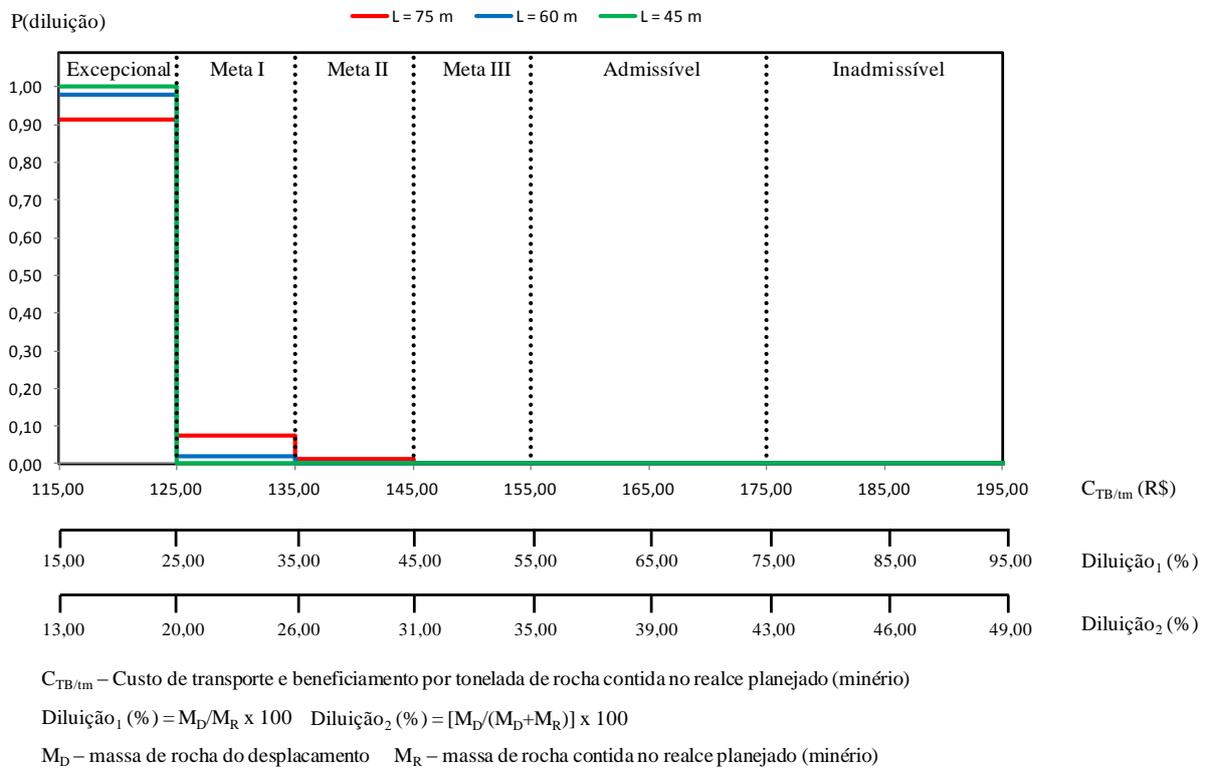


Figura 8.8 – Representação gráfica do risco de diluição do caso hipotético para $D = 0,0$.

Com base nas análises dos gráficos de risco de diluição, presentes nas Figuras 8.6 a 8.8, é possível tabular os resultados de diferentes formas. Análogo ao estudo de caso real, estruturam-se três interpretações. Estas três interpretações apresentam a relação probabilística, respectivamente, das metas (Tabela 8.5), do alcance das metas (Tabela 8.6), e da condição inadmissível (Tabela 8.7), em relação ao efeito da detonação D, considerando a influência do comprimento do realce (L).

Tabela 8.5 – Relação probabilística entre as metas e o efeito da detonação D influenciado pelo comprimento do realce (L).

Condição Avaliada	Probabilidade de Ocorrência (%)									
	D	0,8			0,4			0,0		
	L	45 m	60 m	75 m	45 m	60 m	75 m	45 m	60 m	75 m
Excepcional		21,4	10,5	5,9	57,2	53,2	50,3	100	97,8	91,3
Meta I		18,4	16,5	13,3	15,9	15,1	15,0	0,0	2,1	7,4
Meta II		15,8	17,7	17,1	9,5	9,7	9,9	0,0	0,1	1,1
Meta III		12,1	15,1	16,3	5,8	6,3	6,7	0,0	0,0	0,2

Tabela 8.6 – Relação probabilística entre o alcance de metas e o efeito da detonação D influenciado pelo comprimento do realce (L).

Condição Avaliada	Probabilidade de Ocorrência (%)									
	D	0,8			0,4			0,0		
	L	45 m	60 m	75 m	45 m	60 m	75 m	45 m	60 m	75 m
Atingir as Metas		67,7	59,8	52,6	88,4	84,3	81,9	100	100	100

Tabela 8.7 – Relação probabilística entre a condição inadmissível e o efeito da detonação D influenciado pelo comprimento do realce (L).

Condição Avaliada	Probabilidade de Ocorrência (%)									
	D	0,8			0,4			0,0		
	L	45 m	60 m	75 m	45 m	60 m	75 m	45 m	60 m	75 m
Inadmissível		17,0	20,1	24,0	5,6	8,4	10,3	0,0	0,0	0,0

As análises anteriores demonstram que, a diferença de probabilidade de ocorrência de diluição entre os realces, com 45 e 75 m de comprimento, é consideravelmente maior, quando o efeito de detonação D é igual a 0,8. Nas demais condições, D = 0,4 e D = 0,0, a referida diferença diminui. Esta condição demonstra que, o efeito da detonação D, sobre a diluição não planejada de minério, é potencializado pelo comprimento do realce (L). Como a economicidade da lavra é diretamente proporcional ao comprimento dos realces, o controle do plano de fogo torna-se condição imprescindível para atingir as metas de produção.

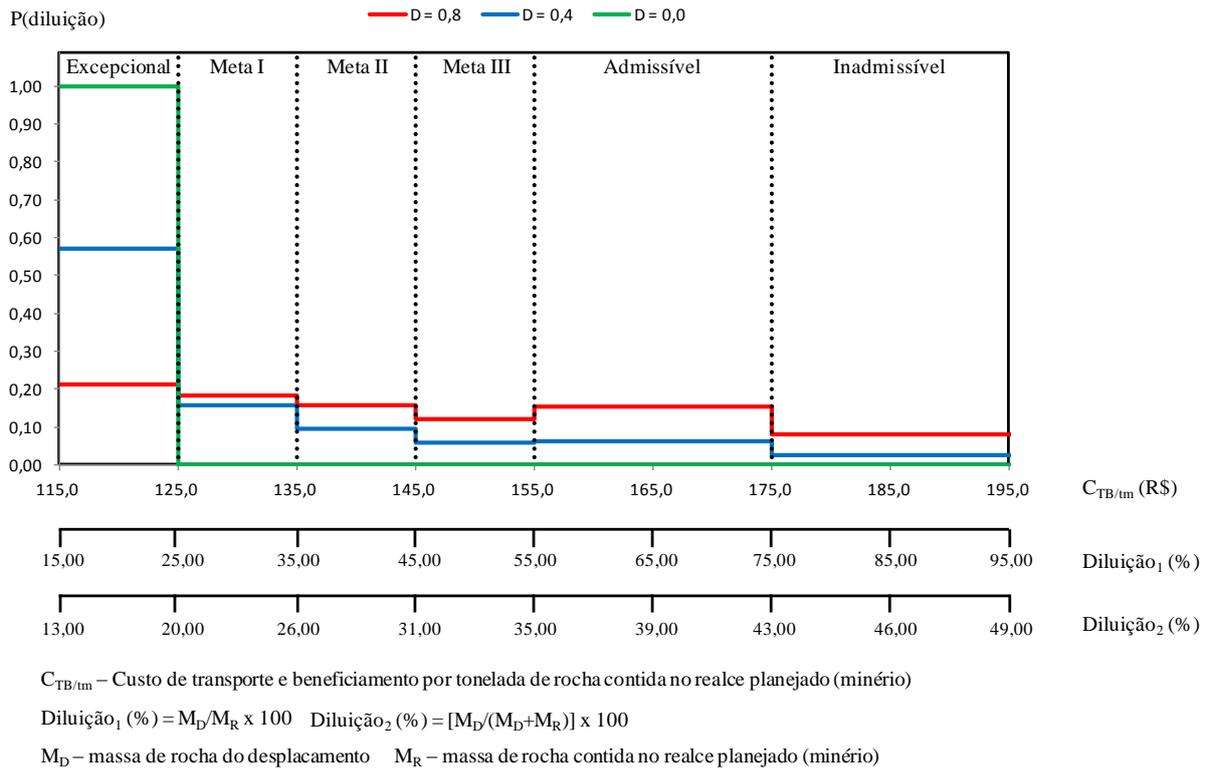


Figura 8.9 – Representação gráfica do risco de diluição do caso hipotético para L = 45 m.

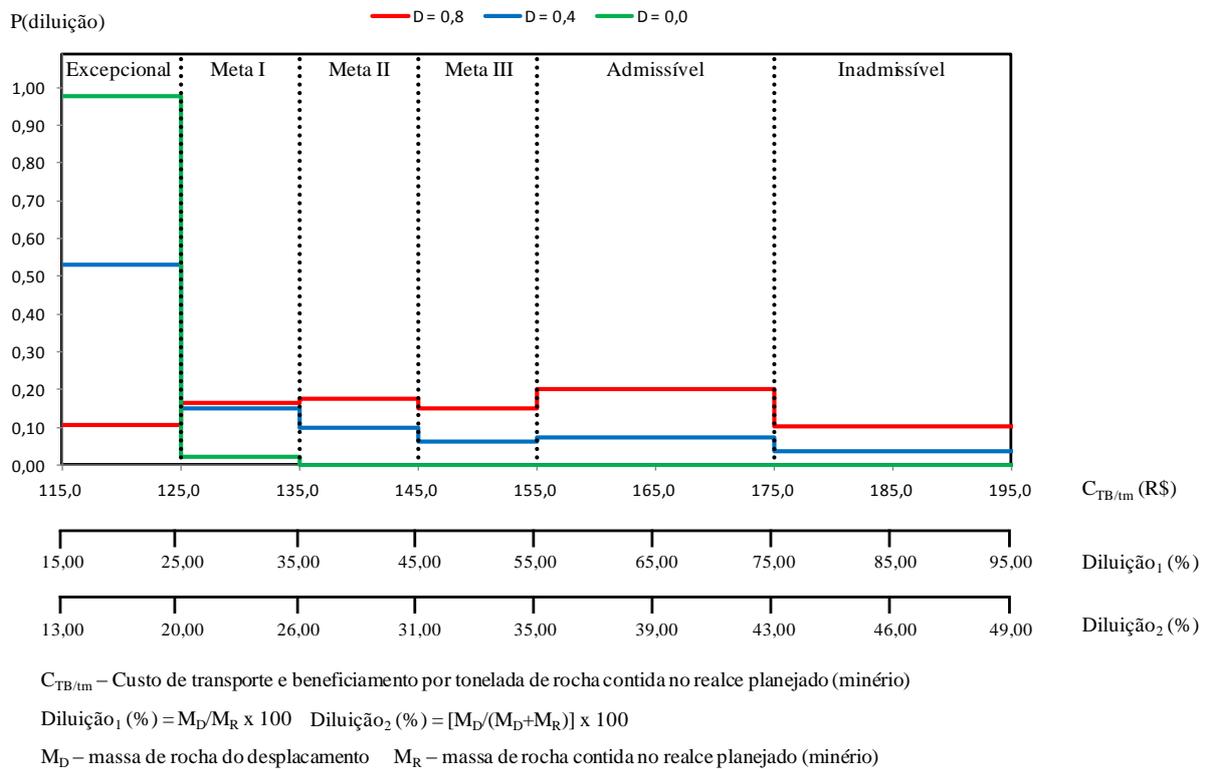


Figura 8.10 – Representação gráfica do risco de diluição do caso hipotético para L = 60 m.

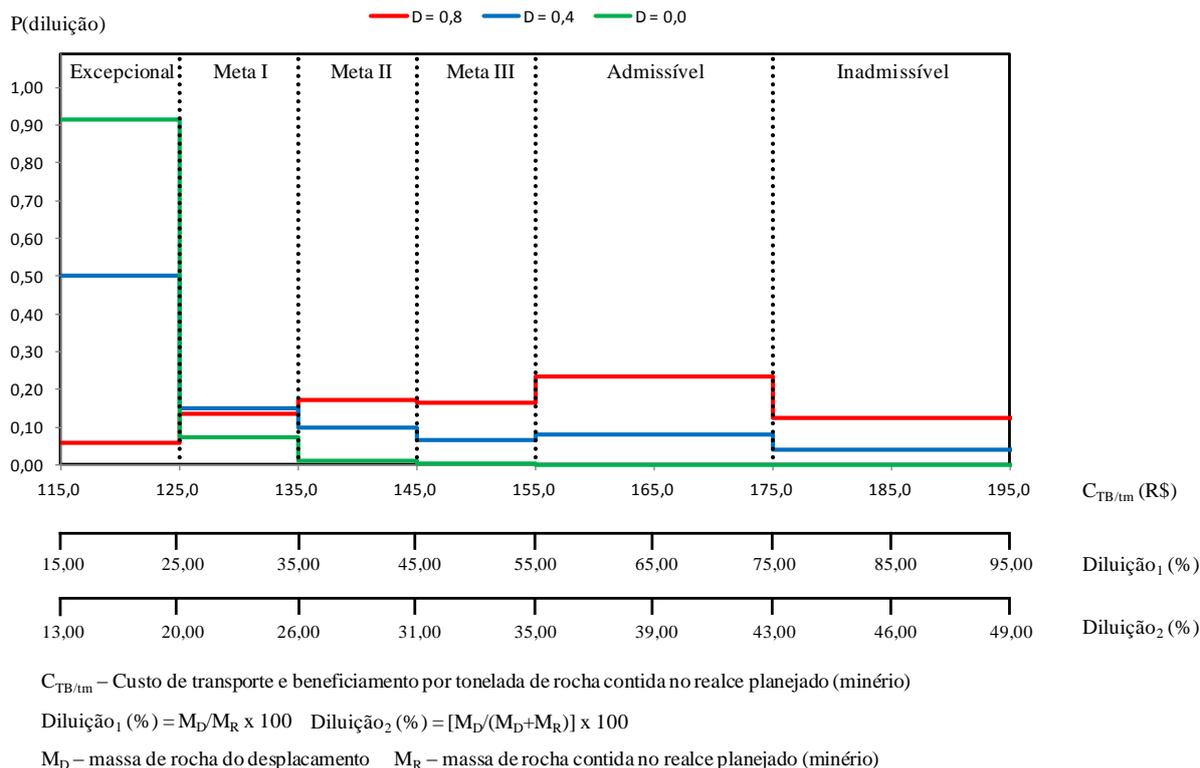


Figura 8.11 – Representação gráfica do risco de diluição do caso hipotético para $L = 75$ m.

Semelhante às análises anteriores, procederam-se três interpretações, a partir da análise dos gráficos de risco de diluição, presentes nas Figuras 8.9 a 8.11. Estas três interpretações apresentam a relação probabilística de ocorrência de cada meta (Tabela 8.8), do alcance das metas (Tabela 8.9), e da condição inadmissível (Tabela 8.10), em relação ao comprimento do realce (L), considerando efeito da detonação D .

Tabela 8.8 – Relação probabilística entre as metas e o comprimento do realce (L) influenciado pelo efeito da detonação D .

Condição Avaliada	Probabilidade de Ocorrência (%)									
	L	45 m			60 m			75 m		
	D	0,8	0,4	0,0	0,8	0,4	0,0	0,8	0,4	0,0
Excepcional		21,4	57,2	100	10,5	53,2	97,8	5,9	50,3	91,3
Meta I		18,4	15,9	0,0	16,5	15,1	2,1	13,3	15,0	7,4
Meta II		15,8	9,5	0,0	17,7	9,7	0,1	17,1	9,9	1,1
Meta III		12,1	5,8	0,0	15,1	6,3	0,0	16,3	6,7	0,2

Tabela 8.9 – Relação probabilística entre o alcance de metas e o comprimento do realce (L) influenciado pelo efeito da detonação D .

Condição Avaliada	Probabilidade de Ocorrência (%)									
	L	45 m			60 m			75 m		
	D	0,8	0,4	0,0	0,8	0,4	0,0	0,8	0,4	0,0
Atingir as Metas		67,7	88,4	100	59,8	84,3	100	52,6	81,9	100

Tabela 8.10 – Relação probabilística entre a condição inadmissível e o comprimento do realce (L) influenciado pelo efeito da detonação D.

Condição Avaliada	Probabilidade de Ocorrência (%)								
	L	45 m			60 m			75 m	
D	0,8	0,4	0,0	0,8	0,4	0,0	0,8	0,4	0,0
Inadmissível	17,0	5,6	0,0	20,1	8,4	0,0	24,0	10,3	0,0

As análises anteriores demonstram que, a redução do efeito da detonação D aumenta a probabilidade em atingir as metas de produção, e minimiza a probabilidade de ocorrência de condições inadmissíveis. Análogo ao estudo de caso real, ressalta-se a importância do controle do plano de fogo, como condição imperativa para o alcance das metas de diluição.

8.3.3. CONSIDERAÇÕES FINAIS SOBRE A ANÁLISE DE RISCO

Há duas considerações a serem feitas sobre a análise de risco para a diluição não planejada de minério. A primeira consideração refere-se a uma avaliação comparativa, entre a apresentação dos resultados da análise numérica e da análise de risco. A segunda consideração refere-se à elaboração de um gráfico, relacionando os custos operacionais ao comprimento de realce, ou ao raio hidráulico. Tal gráfico pode contribuir para o dimensionamento otimizado de realces de mina. Ambas as considerações encontram-se descritas nos dois próximos parágrafos.

Os resultados da análise numérica demonstram a variabilidade da diluição não planejada, associada à condição operacional de escavação do bloco de minério, ou seja, associada a cada efeito de detonação D. Na análise de risco associa-se cada condição operacional de escavação do bloco de minério, à probabilidade em alcançar ou não as metas de produção, e atingir condições inadmissíveis. Assim, a análise de risco permite uma tomada de decisão mais estruturada, sobre a condição de escavação de um bloco, pois mensura, de maneira probabilística, a condição de sucesso, e/ou de insucesso, em atingir às metas de produção.

Quanto ao gráfico, custos operacionais e comprimento do realce (ou raio hidráulico), este pode ser obtido a partir de dados do planejamento de mina e da análise de risco. O planejamento de mina pode fornecer a curva de tendência entre os custos operacionais (sem considerar os custos de diluição) e o comprimento do realce. E a partir da análise de risco da diluição, obtém-se a curva de tendência entre os custos de diluição e o comprimento do realce. A soma destas duas curvas forma a curva de custo total otimizado, associada ao comprimento

do realce ou ao raio hidráulico, conforme descrito na Figura 8.12. Esta curva de custo total otimizado apresenta um ponto de mínimo, que representa o comprimento do realce, para o qual o custo total otimizado é o menor possível. Por conseguinte, este ponto refere-se ao comprimento de realce ótimo, o qual, a princípio, maximiza a função benefício.

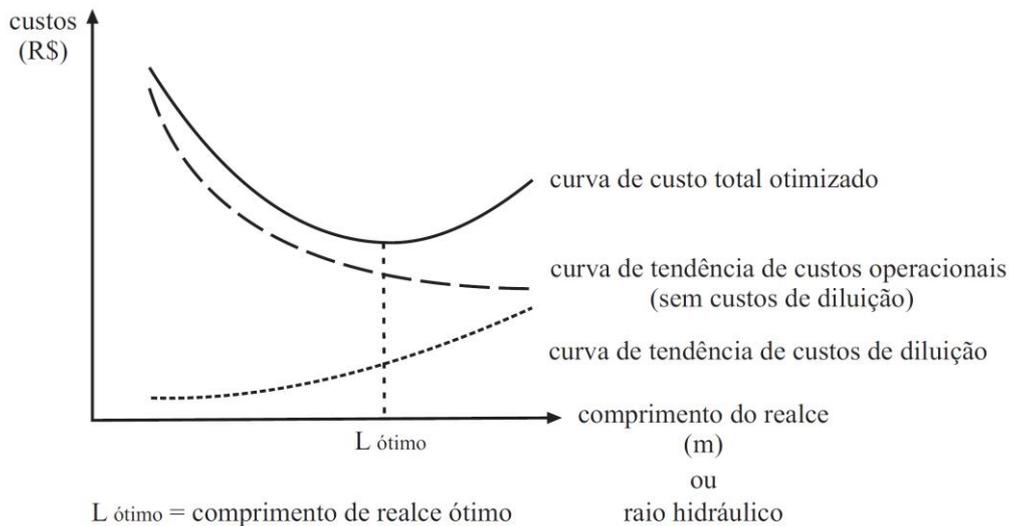


Figura 8.12 – Curva de custos operacionais e comprimento de realce ou raio hidráulico.

8.4. GERENCIAMENTO DE RISCO APLICADO À DILUIÇÃO NÃO PLANEJADA

A análise de risco de diluição auxilia a racionalização no dimensionamento dos realces, com o intuito de minimizar a diluição e, por conseguinte assegurar a maximização da função benefício. Contudo, a análise de risco baseia-se em probabilidades de ocorrência, associadas às variabilidades de condições geomecânicas e operacionais da mina. Logo, há probabilidade tanto de um resultado desejado ocorrer, quanto um indesejado. Em face desta condição, a análise de risco deve ser acompanhada de um processo mais amplo, o gerenciamento de risco.

O gerenciamento de risco é uma ferramenta prática, a qual consiste em medidas de controle que visam gerenciar e minimizar os riscos. Estas medidas de controle podem ser procedimentos, práticas ou outras ações que são implantadas, de forma a prover uma garantia razoável, para que os objetivos do empreendimento sejam alcançados, e eventos indesejáveis sejam detectados e corrigidos, em tempo hábil. Para tanto, um plano de gerenciamento de risco deve apresentar ações que permitam identificar, quantificar, avaliar, monitorar e controlar os riscos (Kochen, 2009). Para o caso de diluição não planejada de minério, sugere-se na Figura 8.13, um fluxograma para o gerenciamento deste risco.

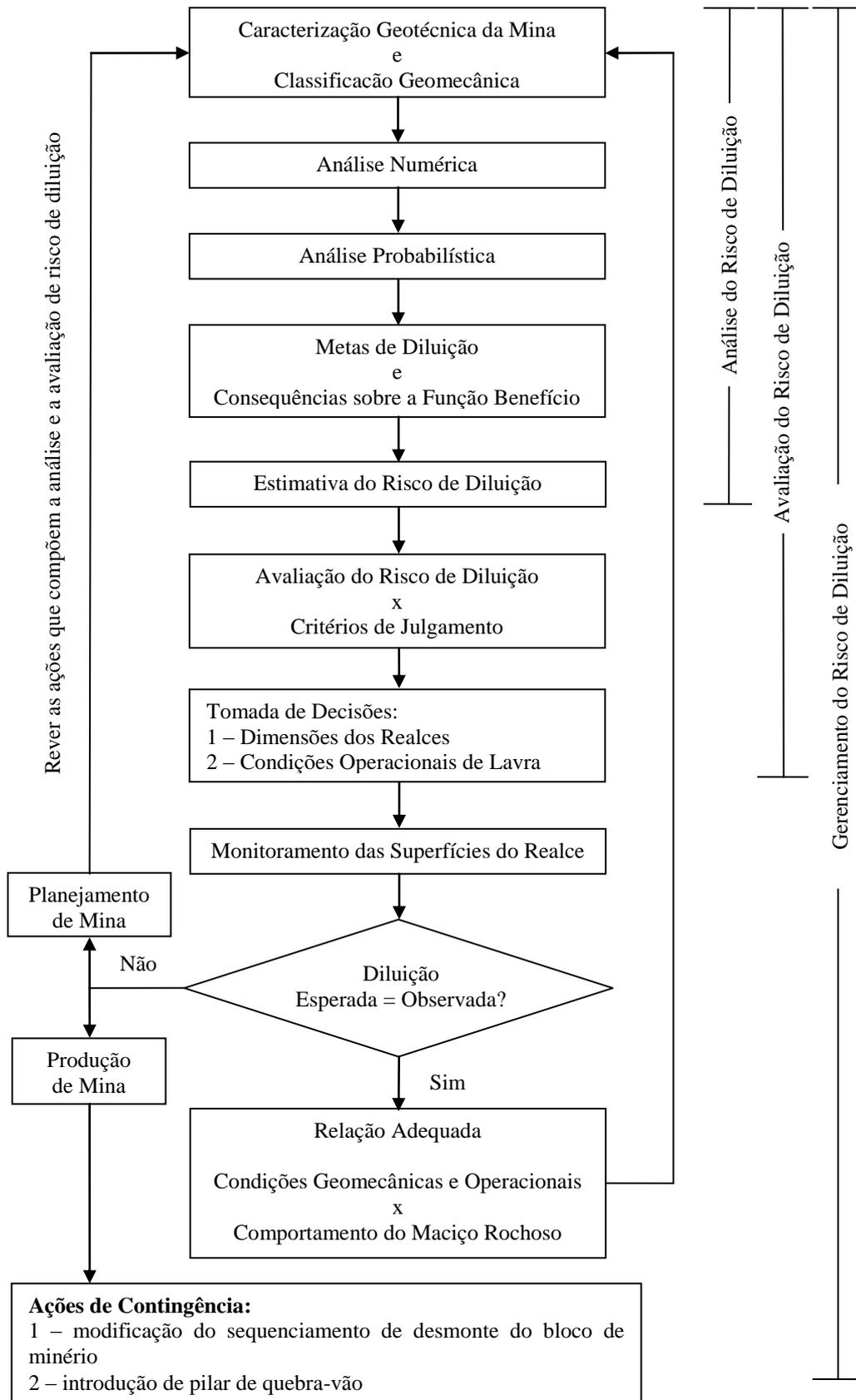


Figura 8.13 – Fluxograma de gerenciamento de risco de diluição.

A fase de caracterização geotécnica e classificação geomecânica restringem-se aos maciços rochosos, presentes próximos aos realces. Nesta fase identificam-se condições, geomecânicas e operacionais, que contribuem para uma maior ou menor estabilidade das rochas encaixantes do realce, mais especificamente da capa (*hanging wall*). Esta fase pode ser descrita, de forma esquemática e resumida, por meio do fluxograma presente na Figura 8.14.

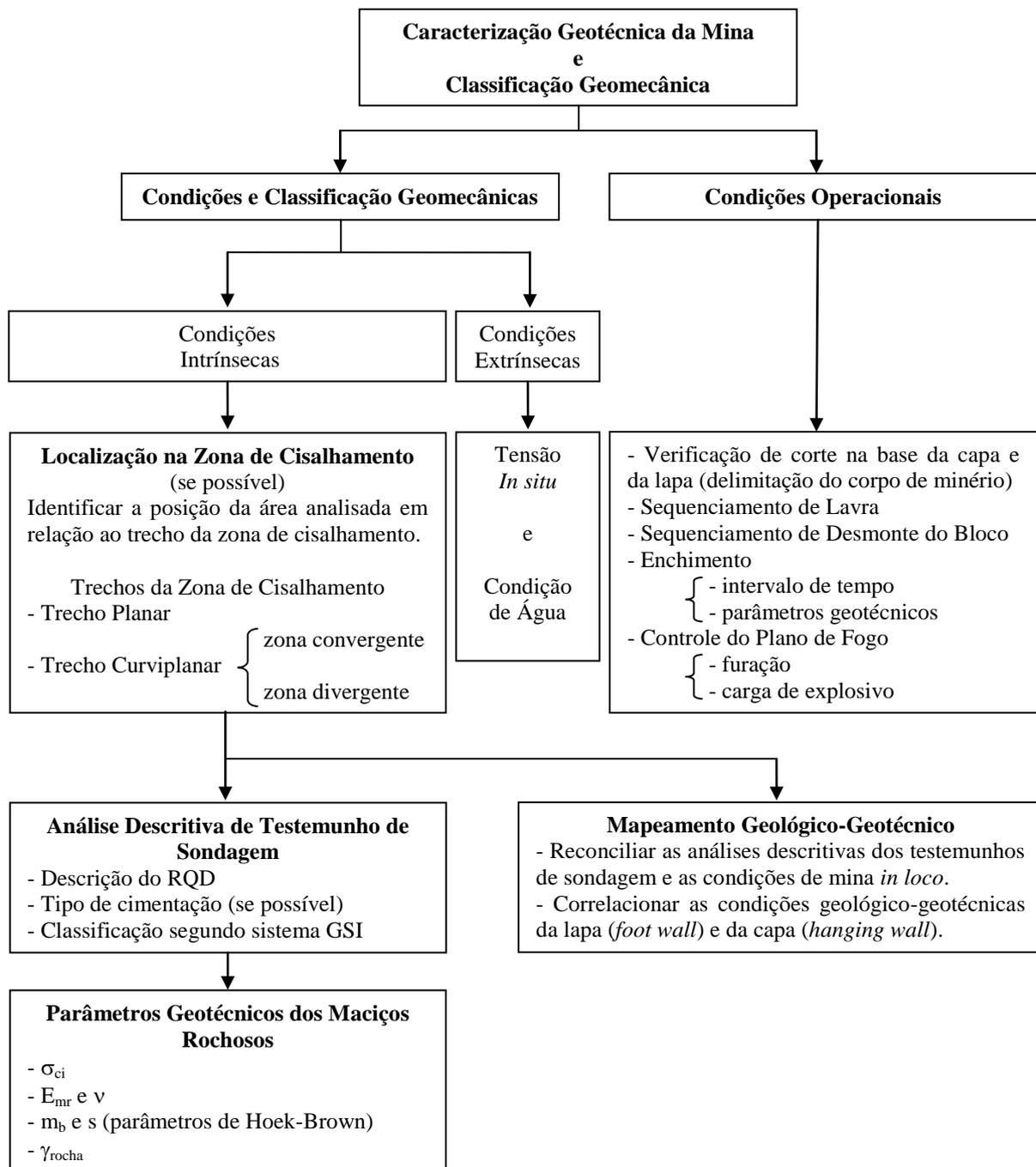


Figura 8.14 – Fluxograma da caracterização geotécnica e classificação geomecânica do maciço no entorno dos realces.

As fases das análises, numérica e probabilística, permitem quantificar a probabilidade de ocorrência da diluição não planejada de minério, para determinadas condições geomecânicas e operacionais da mina. Associando a estas análises, a determinação das metas de diluição e das consequências econômicas das mesmas sobre a função benefício, pode-se elaborar as estimativas sobre o risco de diluição, e assim concluir a etapa de análise de risco.

Uma vez conhecidas as estimativas de risco de diluição, e sob critérios de julgamento de engenharia, definem-se as dimensões ótimas para os realces de mina, bem como, as práticas operacionais de lavra a serem executadas, a fim de alcançar determinada meta de diluição. Desta forma conclui-se a etapa de avaliação de risco.

Por último, realiza-se o monitoramento das superfícies dos realces, por meio do sistema de monitoramento de cavidade (*cavity monitoring system* - CMS), conhecido como escâner a laser. O objetivo é avaliar a aderência entre as diluições, esperada e observada, de maneira a estruturar um banco de dados, no qual se correlacionam as condições geomecânicas e operacionais da mina com o comportamento do maciço, ou seja, com as referidas diluições. Desta forma, este banco de dados torna-se um referencial teórico e prático para o planejamento de mina, no que tange à tomada de decisão sobre o dimensionamento de realces.

No caso de aderência entre as diluições, esperada e observada, o gerenciamento de risco propõe ações no âmbito do planejamento de mina, referentes ao dimensionamento dos realces. As ações consistem em alimentar e analisar o banco de dados, onde se correlacionam condições geomecânicas e operacionais de mina e respectivas diluições, esperada e observada.

No caso onde não há aderência entre as diluições, esperada e observada, o gerenciamento de risco propõe ações nos âmbitos do planejamento de mina e da produção. No planejamento de mina, as ações são análogas àquelas descritas para o caso de aderência, entre as referidas diluições. Na produção, as ações consistem em medidas de contingência a serem adotadas, nas regiões de mina já desenvolvidas e prontas para a lavra do minério. Estas medidas de contingência referem-se a possíveis mudanças no sequenciamento de lavra e/ou de desmonte, e em caso extremo, na introdução de um pilar de quebra vão nos realces de mina.

Complementando o gerenciamento de risco, elabora-se uma árvore de causas para a diluição não planejada de minério, de maneira similar ao exemplo apresentado na Figura 8.15.

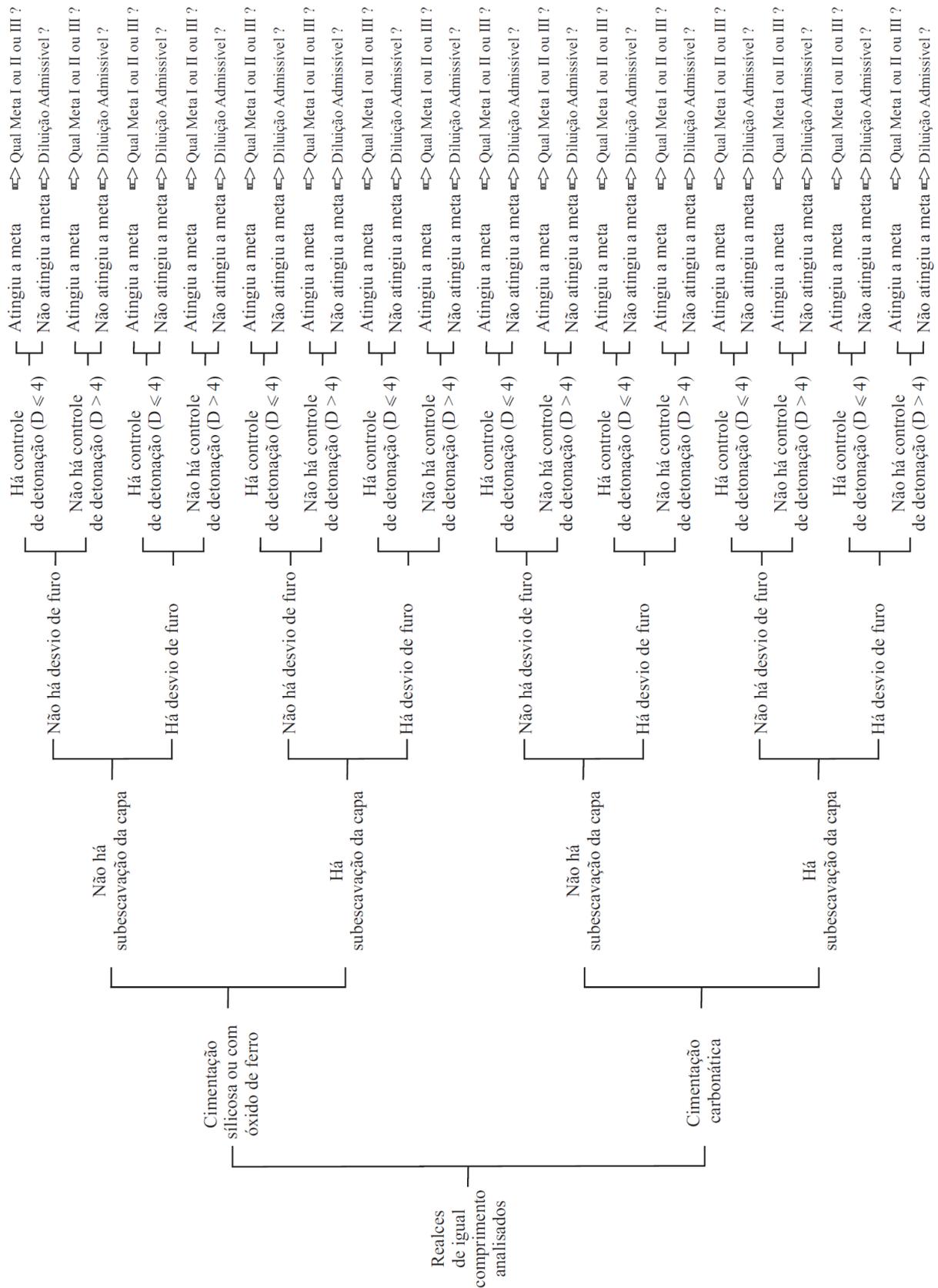


Figura 8.15 – Árvore de causas para a diluição não planejada de minério

A árvore de causas deve ser estruturada com base no banco de dados, citado anteriormente, e nas metas de produção da mina. O objetivo da árvore de causas é permitir uma melhor compreensão sobre o fenômeno da diluição não planejada e, por conseguinte auxiliar a tomada de decisão no processo de dimensionamento de realce, sob a luz das condições geomecânicas do maciço, das condições operacionais e das metas de produção da mina.

Portanto, o conjunto de ações, previsto no gerenciamento de risco, têm como finalidade contribuir para a compreensão sobre o fenômeno da diluição não planejada de minério, de forma a auxiliar a tomada de decisão no processo de dimensionamento de realce de mina.

9. CONCLUSÕES

As conclusões abrangem considerações que permeiam as três etapas, que compõem este trabalho, além de observações sobre a metodologia proposta. Assim as conclusões estão separadas em quatro conteúdos, os quais se referem: aos aspectos de caracterização de mina; aos aspectos da simulação numérica; aos aspectos de gerenciamento de risco; e aos aspectos sobre a metodologia proposta. Somam-se às conclusões, as sugestões para trabalhos futuros.

9.1. CONSIDERAÇÕES SOBRE A CARACTERIZAÇÃO DE MINA

Sobre os aspectos da caracterização de mina, apresentam-se cinco considerações finais, as quais encontram-se descritas, a seguir, nos próximos quatro parágrafos.

O mapeamento litoestrutural, executado em travessas da mina, embora não seja conclusivo, permitiu duas considerações. A primeira refere-se a uma possível compartimentação litoestrutural horizontal entre as regiões Sucuri e Lumiadeira (Figura 5.7). Caso esta compartimentação implique em comportamentos geotécnicos distintos de maciço, as regiões da mina podem demandar diferentes dimensões de realce, para uma mesma condição de diluição não planejada. Quanto à compartimentação vertical, entre os níveis da mina, não há evidências claras, a partir das travessas mapeadas. A segunda consideração refere-se a uma possível correlação entre as condições geológico-geotécnicas da lapa e da capa, correlação esta ilustrada na Figura 5.6. Caso tal correlação seja constatada, as condições geológico-geotécnicas da capa podem ser avaliadas de forma direta e indireta, respectivamente, por meio de testemunhos de sondagem e por mapeamento de travessas da lapa. Inicialmente, avaliam-se as condições geológico-geotécnicas por meio de testemunhos de sondagem, de forma direta. Posteriormente, avaliam-se estas condições por meio do mapeamento sistemático de travessas de lapa, de maneira indireta. Assim realiza-se uma reconciliação entre as avaliações e define-se uma avaliação final para as condições geológico-geotécnicas da capa.

O sistema GSI demonstrou ser o sistema de classificação de maciço mais sensível às variações litoestruturais, verificadas nas travessas mapeadas, na capa e na lapa dos realces. Portanto, sugere-se este sistema como aquele adequado às análises de diluição não planejada.

Em decorrência da literatura revisada (Blyth & Freitas, 1984; Hasui & Mito, 1992; Pinho, 1990; e Bhering, 2009) verificou-se uma diferença de resistência mecânica entre as brechas,

em função do tipo de cimentação. Esta cimentação, a princípio, pode variar entre os trechos de uma zona de cisalhamento (Figura 5.8), denominados por trechos curvilineares (de convergência ou de divergência) e trechos planares.

Face à possibilidade de compartimentação geológico-geotécnica do maciço, à variação da resistência mecânica da brecha em função do tipo de cimentação, sugere-se caracterizar cada bloco de lavra, individualmente, descrevendo as condições geomecânicas e operacionais. O objetivo é permitir um adequado gerenciamento de risco aplicado à diluição não planejada de minério, ao confrontar a diluição esperada e a observada, nos diferentes realces de mina.

9.2. CONSIDERAÇÕES SOBRE A SIMULAÇÃO NUMÉRICA

Sobre os aspectos de simulação numérica, há quatro considerações finais, as quais encontram-se descritas, a seguir, nos próximos quatro parágrafos.

As simulações numéricas 3-D demonstraram que, as condições geomecânicas e operacionais de mina podem ser consideradas em uma análise numérica, aplicada ao estudo de diluição não planejada de minério e, por conseguinte ao dimensionamento de realces de mina.

Os resultados das simulações numéricas 3-D demonstraram que, o modelo constitutivo por ser elástico perfeitamente plástico e apresentar uma lei de fluxo associado não retrata, adequadamente, o comportamento das rochas encaixantes aos realces, as quais apresentam um comportamento de rocha frágil. Portanto, é possível que um modelo constitutivo adequado, a este tipo de rocha, permita o uso da deformação plástica, deslocamento relativo entre pontos, fator de segurança e outros parâmetros, como indicador de comportamento para a definição da diluição não planejada de minério no entorno dos realces.

Os resultados das simulações numéricas 3-D demonstraram a marcante influência da variabilidade natural dos parâmetros geotécnicos, sobre a diluição não planejada. Assim, constata-se a necessidade de tratar a diluição não planejada como variável aleatória, e não de maneira determinística, o que permite uma estimativa mais coerente sobre a mesma.

Os resultados das simulações numéricas 3-D demonstraram a influência da variação dos parâmetros operacionais, efeito do desmonte e comprimento dos realces, sobre a diluição não planejada. Verificou-se que, o efeito do desmonte potencializa-se com aumento do

comprimento do realce. Portanto, o controle do desmonte por explosivos deve ser tão mais preciso, quanto maior é o comprimento do realce, pois haverá um maior impacto do mesmo sobre a diluição não planejada. Ressalta-se que, que a rentabilidade econômica de uma lavra subterrânea, pelo método *open stope*, VCR e suas variações, é diretamente proporcional ao comprimento dos realces de mina, ou seja, há sempre uma tendência de planejar e escavar realces com o maior comprimento possível.

9.3. CONSIDERAÇÕES SOBRE O GERENCIAMENTO DE RISCO

Sobre os aspectos de gerenciamento de risco, há três considerações finais, as quais encontram-se descritas, a seguir, nos próximos três parágrafos.

O método probabilístico de Rosenblueth demonstra-se aplicável ao estudo de diluição não planejada, para o caso de duas variáveis aleatórias independentes, cujas funções de distribuição de probabilidade são, aproximadamente, simétricas.

A análise de risco permite: quantificar a influência das incertezas, associadas aos parâmetros geotécnicos dos maciços rochosos, sobre a diluição não planejada de minério; e avaliar a probabilidade de atingir as diferentes metas de produção, bem como, as condições indesejáveis, para cada conjunto de condições geomecânicas e operacionais de mina.

O gerenciamento de risco permite uma maior racionalização na tomada de decisão, sobre o dimensionamento dos realces de mina, levando a sua otimização.

9.4. CONSIDERAÇÕES SOBRE A METODOLOGIA PROPOSTA

Quanto à metodologia proposta, observa-se que a mesma foi aplicada com êxito nos exemplos propostos, de um caso de estudo real e outro hipotético. Entretanto há que se considerar que, o caso real referiu-se a uma situação particular, onde quatro realces de mina encontravam-se isolados. E o caso hipotético referiu-se a condição de um único realce isolado.

9.5. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Há oito sugestões para trabalhos futuros, dentre estas, cinco decorrem de conclusões citadas anteriormente. Estas sugestões estão descritas nos próximos seis parágrafos.

Investigar a possibilidade de compartimentação geológico-geotécnica, horizontal e vertical, da mina, como forma de contribuir para compreensão sobre o comportamento mecânico do maciço, para auxiliar o dimensionamento de realces, nas diferentes regiões e níveis da mina.

Investigar a possibilidade de correlação entre as condições geológico-geotécnica da lapa e da capa, como forma de contribuir para a caracterização geológica geotécnica da capa.

Caracterizar o tipo de cimentação presente na brecha dolomítica, na capa de cada realce analisado, associando a posição do realce ao trecho (curvilinear divergente, ou curvilinear convergente ou planar) da zona de cisalhamento, onde o mesmo se encontra. Esta caracterização pode contribuir para a compreensão sobre uma possível variação espacial do tipo de cimentação e, por conseguinte da resistência mecânica das brechas ao longo da zona de cisalhamento, o que auxiliaria o dimensionamento dos realces de mina.

Correlacionar a qualidade do desmonte de produção nos realces de mina, por meio do controle de furação e vibração, com o efeito do desmonte D e a extensão de rocha afetada.

Realizar simulações numéricas 3-D, utilizando um modelo constitutivo adequado às rochas de comportamento frágil, os quais permitam considerar as famílias de descontinuidade e o tempo. O objetivo é avaliar o uso de outros parâmetros geotécnicos, como indicadores de comportamento para diluição não planejada de minério.

Realizar simulações numéricas 3-D utilizando outras variáveis independentes como aleatórias, como por exemplo, o GSI, as tensões *in situ* e outras.

Aplicar esta metodologia a um número representativo de realces de mina, observando a formação de um banco de dados para cada realce, onde constem as condições geomecânicas, as condições operacionais e as diluições não planejadas, observada e esperada. O objetivo é avaliar a eficácia da metodologia proposta neste trabalho.

Gerar um gráfico semelhante àquele da Figura 8.12, entre o comprimento do realce e os custos, de lavra e de diluição não planejada, a partir da metodologia proposta, para obter o comprimento ótimo de realce, relativo a cada conjunto de dados de condições geomecânicas e operacionais.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- A'ssim, Al-J. & Xing, Z.Y. (2010). Most used rock mass classifications for underground opening. *American Journal of Engineering and Applied Sciences* 3 (2), 403-411.
- Alves Filho, Avelino (2008). *Elementos Finitos, a Base da Tecnologia CAE*. 5ª edição, 2ª reimpressão. Editora Ética, São Paulo, 294.
- Andreev, G.E. (1995). *Brittle Failure of Rock Materials, Test Results and Constitutive Models*. Published by A.A. Balkema, Rotterdam, Netherlands, 446.
- Ang, A.H-S. & Tang, W.H. (1975). *Probability Concepts in Engineering Planning and Design, Basic Principles*. Volume 1, John Wiley & Sons, 409.
- Ara, A.B.; Mussetti, A.V.; Schneiderman, B. (2003). *Introdução à Estatística*. Edidora Edgard Blücher Ltda, 162.
- Assis, A.P. (2002). *Métodos Estatísticos e Probabilísticos em Geotecnia*. Publicação GAP-002/01, Brasília, 189.
- Assis, A.P. (2014). *Comunicação Pessoal com P.A. Charbel*.
- Atlas Copco (2007). *Mining Methods in Underground Mining*. Third edition, www.atlascopco.com, 152.
- Azevedo, A.A. & Albuquerque Filho, J.L. (2009). *Águas subterrâneas*. Geologia de Engenharia, sexta reimpressão, 2009. Editores Antônio Manoel dos Santos Oliveira e Sérgio Nertan Alves de Brito, Associação Brasileira de Geologia de Engenharia, São Paulo-SP, 111-130.
- Azevedo, C.M. (1990). *The Use of Numerical Models for Design of Underground Excavations in Hard Rock*. MAsc thesis, University of Toronto, Department of Civil Engineering, 138.
- Azmy, K.; Kendall, B.; Creaser, R.A.; Heaman, L.; de Oliveira, T.F. (2008). Global correlation of the Vazant Group, São Francisco Basin, Brazil: Re-Os and U-Pb radiometric age constraints. *Precambrian Research*, 164 (2008), 160-172.
- 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. (2002). Some new Q-value correlations to assist in site characterization and tunnel design. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 39, 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 ISRM-TT & CSMRS, New Dheli, India, 10-12.
- Bartorelli, A. & Haralyi, N. (2009). *Geologia do Brasil*. Geologia de Engenharia, sexta reimpressão. Editores Antônio Manoel dos Santos Oliveira e Sérgio Nertan Alves de Brito, Associação Brasileira de Geologia de Engenharia, São Paulo-SP, 57-67.
- Benz, T.; Schwab, R.; Kauther, R.A.; Vermeer, P.A. (2008). A Hoek-Brown criterion with intrinsic material strength factorization. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 45, 210-222.

- 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, 185.
- Bieniawski, Z.T. (1973). Engineering classification of jointed rock masses. Transactions of the South African Institution of Civil Engineers. 15 (12), 335-344.
- Bieniawski, Z.T. (1976). Rock mass classification in rock engineering. In: Symposium Expl. for Rock Engineering, Johannesburg. Proceedings, 97-106.
- 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.
- Bieniawski, Z.T., (1992). Ground Control. SME Mining Engineering Handbook, Second Edition. Editor Howard L. Hartman. Published by Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME) Littleton, Colorado, Volume 1, 897-937.
- Bieniawski, Z.T. (1993). Classification of rock masses for engineering: The RMR system and future trends. In Comprehensive Rock Engineering. Pergamon Press, UK, 553-573
- Bittencourt, C. (2008). Carstificação Hipogênica e Epigênica – Influências Sobre a Exploração de Minério de Zinco da Mina de Vazante-MG. Dissertação de Mestrado do Programa de Pós-Graduação em Geologia do Departamento de Geologia do Setor de Ciências da Terra da Universidade Federal do Paraná, Curitiba-PR, 110.
- Bittencourt, C.; de Bessa, V.; de Araújo, E.E. (2008). The Vazante underground mine, Brazil – An example of controlled water table drawdown in karstic areas. In Sinkholes and the Engineering and Environmental Impacts of Karst. Edited by Lynn B. Yuhr; E. Calvin Alexander, Jr.; and Barry F. Beck, 732-741.
- Bizzi, L. A.; Schobbenhaus, C.; Vidotti, R. M.; Gonçalves, J. H. (2003). Geologia, Tectônica e Recursos Minerais do Brasil. Textos, Mapas e SIG. Serviço Geológico do Brasil – CPRM. Editores Bizzi, L.A.; Schobbenhaus, C.; Vidotti, R. M.e Gonçalves, J.H.. Ministério de Minas e Energia. Secretaria de Minas e Metalurgia, Brasília, 692.
- Blyth, F. G. H. & de Freitas, M. H. (1984). A Geology for Engineers. Elsevier Science Publishing Co., Inc..Seventh Edition, 325.
- Boogs Jr., Sam (2006). Principles of Sedimentology and Stratigraphy. Fourth Edition, Pearson Prentice Hall, Upper Saddle River, New Jersey, 662.
- Brady, B.H.G. & Brown, E.T. (2006). Rock Mechanics for Underground Mining. Third Edition, reprinted with corrections. Published by Springer, Netherlands, 628.
- Brzovic, A. & Villaescusa E. (2007). Rock mass characterization and assessment of block forming geological discontinuities during caving of primary copper ore at the El Teniente mine, Chile. International Journal of Mining Science, 44, 565-583.
- Carranza-Torres, C. & Fairhurst C. (1999). The elasto-plastic response of underground excavations in rock masses that satisfy the Hoek-Brown failure criterion. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 36, 777-809.
- Celada, B.; Tardáguila, I.; Rodríguez, A.; Varona, P.; Bieniawski, Z.T. (2014). Actualización y mejora del RMR. Publicado en INGEOPRES, 234, 18-22. www.geocontrol.es/espacio-bieniawski.
- Cepuritis, P.M. & Villaescusa, E. (2006). Back analysis techniques for assessing open stope performance. In Australian Mining Technology Conference, Hunter Valley, 26-27 September, 261-271.

- Cepuritis, P.M.; Villaescusa, E.; Beck, D.A., Varden, R. (2010). Back analysis of over-break in a longhole open stope operating using non-linear elasto-plastic numerical modelling. In proceedings of the 44th US Symposium of Rock Mechanics and Fifth Canada-US Rock Mechanics Symposium, Salt Lake City, 27-30 June, Paper ARMA 10-124, 11.
- Cesar-LCPC (2003). CLEO3D reference manual, version 4.0, 248.
- Christiansson, R. (2006). The latest developments for in-situ rock masses measuring techniques. Edited by Ming Lu, Charlie C. Li, Halvor Kjørholt, Halgeir Dahle. Taylor & Francis Group, London, 3-10.
- Clark, L.M. & Pakalnis, R.C. (1997). An empirical design approach for estimating unplanned dilution from open stope hangingwalls and footwalls. In 99th CIM Annual General Meeting, New Frontiers for the Next Century, Vancouver, British Columbia, Canada, Published on CD-ROM.
- Clark, L.M. (1998). Minimizing Dilution in Open Stope Mining with a Focus on Stope Design and Narrow Vein Longhole Blasting. MASc thesis, University of British Columbia, Department of Mining and Mineral Processing Engineering, 336.
- Costa Neto, P.L. de O. (2005). Estatística. Segunda edição, segunda reimpressão. Editora Edgard Blücher Ltda, São Paulo, 266.
- Couto, L.C.G. & Caldeira, F.A.F (2002) Classificação Geomecânica – Mina Subterrânea de Vazante. Relatório Interno da Votorantim Metais, Unidade Vazante.
- Couto, L.C.G. (2012). Comunicação Pessoal com P.A. Charbel.
- Dardenne, M.A. & Schobbenhaus, C. (2001). Metalogênese do Brasil. Editora Universidade de Brasília, 392.
- Dardenne, M.A. (2000). The Brasilia Fold Belt. In: 31 st International Geological Congress, Rio de Janeiro. Tectonic evolution of South America, 231-263.
- Davis, G.H. & Reynolds, S.J. (1996). Structural Geology of Rocks and Regions. Second Edition. Edited by John Wiley & Sons, 776.
- De Souza, Luiz Antônio Pereira; da Silva, Ricardo Fernandes; Iyomasa, Wilson Shoji (2009). Métodos de Investigação. Geologia de Engenharia, sexta reimpressão, 2009. Editores Antônio Manoel dos Santos Oliveira e Sérgio Nertan Alves de Brito, Associação Brasileira de Geologia de Engenharia, São Paulo-SP, 163-196.
- Deere, D. U. & Deere, D. W. (1988). The Rock Quality Designation (RQD) index in practice. Rock Classifications Systems for Engineering Purposes, ASTM STP, 984, Louis Kirkaldie. Ed. American Society for Testing and Materials, Philadelphia, 91-101.
- Dell'Avanzi, E. (1995). Confiabilidade e Probabilidade em Análises de Estabilidade de Taludes. Dissertação de mestrado, Pontifícia Universidade Católica do Rio de Janeiro, Departamento de Engenharia Civil, 135.
- Desai, C.S. & Siriwardane, H.J. (1984). Constitutive Laws for Engineering Materials with Emphasis on Geological Materials. Prentice Hall, Inc., Englewood Cliffs, New Jersey, USA, 468.
- Dias, F.T.; Cruz, J.P. da; Valente, R.A.F.; Souza, R.J.A. (2010). Métodos dos Elementos Finitos, Técnicas de Simulação Numérica em Engenharia. Edições Técnicas e Profissionais, 457.
- Dussin, T.M. (2012). Rochas Metamórficas. Petrografia Macroscópica das Rochas Ígneas, Sedimentares e Metamórficas. Segunda edição revista e ampliada. Organizador Geraldo Norberto Chaves Sgarbi. Editora UFMG, 626.

- Dyke, G.P. (2008). Rock mass characterization: a comparison of the MRMR and IRMR classification systems. *Journal of South African Institute of Mining and Metallurgy*. Vol. 108, november, 657-659.
- Edwards, D.R. & Rauert, N.S. (2001). Pasmenco Broken Hill Mine. *SME Underground Mining Methods. Engineering Fundamentals and International Case Studies*. Edited by William Hustrulid and Richard L. Bullock. Published by Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME) Littleton, Colorado, 319-324.
- Einstein, H.H. (1996). Risk and risk analysis in rock engineering. *Tunnelling and Underground Space Technology*, vol. 11, 141-155.
- Esterhuizen, G.S. (1987). The use of three-dimensional stress analyses in predicting the stability of large open stopes. *Journal of South African Institute of Mining and Metallurgy*. Vol. 87, n° 3, 65-71.
- Fossen, H. (2013). *Geologia Estrutural*. Tradução Fábio R.D. de Andrade. Editora Oficina de Textos, São Paulo-SP, 551.
- Franciss, F.O. (1974). Classificação geotecnológica. *Revista Geotecnia*, São Paulo, n 9, 59-76 e n 10, 5-25.
- Frasca, M.H.B. de O. & Sartori, P.L.P. (2009). *Minerais e Rochas. Geologia de Engenharia*, sexta reimpressão. Editores Antônio Manoel dos Santos Oliveira e Sérgio Nertan Alves de Brito, Associação Brasileira de Geologia de Engenharia, São Paulo-SP, 15-38.
- Gilbertson, R.J. (1995). The applicability of the caving measurement system at the Olympic Dam Operations. In T. Golosinski (ed.), *Proceedings of the Sixth Underground Operators Conference*, Kalgoorlie, Western Australia, Australia, 245–252.
- Gramberg, J. (1965). Axial cleavage fracturing, a significant process in mining and geology. *Engineering Geology*, 1 (1), 31-32.
- Haimson, B.C. & Herrick, C.G. (1985). In situ stress evaluation from borehole breakouts experimental studies. In *Research and Engineering Application in Rock Mass: Proceedings of 26th U.S. Symposium on Rock Mechanics*, Rapid City. Rotterdam Balkema, 1207-1218.
- Haimson, B.C. & Herrick, C.G. (1986). Borehole breakouts, a new tool for estimating in situ stress?. In *Proceedings of International Symposium on Rock Stress and Rock Stress Measurements*, Stockholm, 271-280.
- Hajiabdolmajid, V.; Kaiser, P.K.; Martin, C.D. (2002). Modelling brittle failure of rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 39, 731-741.
- Hamrin, H. (1986). *Guide to Underground Mining, Methods and Applications*. Stockholm, Sweden, Atlas Copco, 40.
- Hamrin, H. (2001). *Underground Mining Methods and Applications*. SME Underground Mining Methods. Engineering Fundamentals and International Case Studies. Edited by William Hustrulid and Richard L. Bullock. Published by Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME) Littleton, Colorado, 3-14.
- Hasui, Y. & Costa, J.B.S. (1988). Curso de Zonas e Cinturões de Cisalhamento. XXXV Congresso Brasileiro de Geologia e VII Congresso Latino-Americano de Geologia, Belém-PA, 86.
- Hasui, Y. & Mito, J.A. (1992). *Geologia Estrutural Aplicada*. Associação Brasileira de Geologia de Engenharia e S.A. Indústrias Votorantim, 459.
- Henning, J.G. & Mitri, H.S. (2007). Numerical modelling of ore dilution in blasthole stoping. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, 44, 692-703.

- Hetényi, M. (1950). Brittle models and brittle coatings. In *Handbook of Experimental Stress Analysis*. Edited by M. Hetényi, John Wiley & Sons, New York, 1177. <http://www.archive.org/details/handbookofexperi00het>.
- Hoek, E. (1968). Brittle failure of rock. In *Rock Mechanics in Engineering Practice*. Edited by K.G. Stagg and O. C. Zienkiewicz, John Wiley & Sons, London, 99-124.
- Hoek, E., Brown E.T. (1980). *Underground Excavation in Rock*. IMM, London, UK, 527.
- Hoek, E. (1994). Strength of rock and rock masses. *ISRM News Journal*, 2 (2) 4-16.
- Hoek, E.; Kaiser, P.K.; Bawden, W.F. (1995). Support of Underground Excavations in Hard Rock. www.rocscience.com/hoek/corner, 225.
- Hoek, E. & Brown, E.T. (1997). Practical estimates of rock mass strength. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 34 (88), 1165-1168.
- Hoek, E.; Marinos, P.; Benissi, M. (1998). Applicability of the geological strength index (GSI) classification for very weak and sheared rock masses. The case of the Athens Schist Formation. *Bull. Eng. Geol. Env.*, 57, 151-160.
- Hoek, E. & Karzulovic A. (2000). Rock mass properties for surface mines. In *Slope Stability in Surface Mining*. Edited by W.A. Hustralid, M.K. McCarter and D.J.A. van Zyl, Littleton, Colorado: Society for Mining, Metallurgical and Exploration (SME), 59-70.
- 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.; Kaiser, P.K.; Bawden, W.F. (2005). *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.; Marinos P. (2007). A brief history of the development of the Hoek-Brown failure criterion. *Soils and Rocks*, No 2, 13.
- Hoek, E.; Carter, T.G.; Diederichs, M.S. (2013). Quantification of the geological strength index chart. In *47th US Rock Mechanics / Geomechanics Symposium*, San Francisco, USA, 23-26. rocscience.com/hoek/references/Quantification-GSI-Chart-Hoek-Carter-Diederichs.pdf
- Hudson, J.A.; Cornet F.H.; Christiansson R. (2003). ISRM Suggested Method for rock stress estimation – Part 1: strategy for rock stress estimation. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, 40, 991-998.
- Hutchinson, D. J. & Diederichs, M. S. (1996). *Cablebolting in Underground Mines*. Published by BiTech Publishers Ltd., Richmond, British Columbia, Canada, 406.
- 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). Ensaios 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 N° 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 N° 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.
- Jimeno, C.L.; Jimeno, E.L.; Carcedo, F.J.A. (1995). *Drilling and Blasting Rocks*. Geomining Technological Institute of Spain. Revised and updated edition in english, edited by Taylor & Francis, 400.
- Jing, L. & Stephansson (2007). *Fundamentals of Discrete Element Methods for Rock Engineering, Theory and Applications*. First edition, *Developments in Geotechnical Engineering*, 85, Elsevier, 545.
- Kaiser, P.K.; Mackay C.; Gale, A.D. (1986). Evaluation of rock classifications at B. C. rail tumbler ridge tunnels. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 19, 205-234.
- Kochen, R. (2009). Gerenciamento de riscos em obras subterrâneas de engenharia. www.brasilengenharia.com.br, edição 595, 100-107.
- Lama, R.D.; Vutukuri, V.S.; Saluja, S.S. (1974). *Handbook on Mechanical Properties of Rocks*. 4 volumes, Trans Tech Publications, Clausthal, Germany, 1682.
- Landriault, D.(2001). Backfill in underground mining. *SME Underground Mining Methods. Engineering Fundamentals and International Case Studies*. Edited by William Hustrulid and Richard L. Bullock. Published by Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME) Littleton, Colorado, 601-614.
- Laubscher, D.H. & Taylor, H.W. (1976). The importance of geomechanics classification of jointed rock masses in mining operations. In *proceedings of the Symposium on Exploration for Rock Engineering*, Johannesburg, 119-128.
- Laubscher, D.H. (1990). A geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design. *Journal of South African Institute of Mining and Metallurgy*. Vol. 90, n° 10, 257-273.
- Lee, H. & Haimson, B.C. (2006). Borehole breakouts and in-situ stress in sandstones. In *In-Situ Rock Stresses*. Edited by Ming Lu, Charlie C. Li, Halvor Kjørholt, Halgeir Dahle. Taylor & Francis Group, London, 201-207.
- Li, C.C. (2006). Correlation of in situ stresses to geological structures in two underground mines. In *In-Situ Rock Stresses*. Edited by Ming Lu, Charlie C. Li, Halvor Kjørholt, Halgeir Dahle. Taylor & Francis Group, London, 151-158.
- Lim, S.S. & Martin, C.D. (2010). Core diskings and its relationship with stress magnitude for Lac du Bonnet granite. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, 47, 254-264.
- Loczy, L. de; Ladeira, E.A. (1981). *Geologia Estrutural e Introdução à Geotectônica*. Editora Edgard Blucher Ltda, Rio de Janeiro, 528.
- 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.

- Geologia de Engenharia, Conceito Método e Prática, 2^o 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.
- Mah, S.G.L. (1997). Quantification and Prediction of Wall Slough in Open Stope Mining Methods. MASc thesis, University of British Columbia, Department of Mining and Mineral Processing Engineering, 290.
- Maia, J.A.C. (2007). Modelagem Probabilística da Zona Plástica de Obras Subterrâneas em Meios Rochosos. Tese de doutorado em geotecnia, Universidade de Brasília, Departamento de Engenharia Civil e Ambiental, 161.
- Marini, O.J.; Fuck, R.A.; Danni, J.C.; Dardenne, M.A. (1981). A evolução tectônica da Faixa Brasília e do seu embasamento. Anais do Simpósio sobre o Cráton do São Francisco e suas Faixas Marginais. Sociedade Brasileira de Geologia, Núcleo da Bahia. 100-115.
- 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.
- Marinos P. & Hoek, E. (2001). Estimating the geotechnical properties of heterogeneous rock masses such as flysch. Bull. Eng. Geol. Env., 60, 85-92.
- Marinos, V.; Marinos P.; Hoek, E. (2005). The geological strength index: applications and limitations. Bull. Eng. Geol. Env., 64, 55-65.
- Martin, C.D. (1997). Seventeenth Canadian geotechnical colloquium: The effect of cohesion loss and stress path on brittle rock strength. Canadian Geotechnical Journal, vol. 34 (5), 698-725.
- Martin, C.D.; Tannant, D.D.; Yazici, S.; Kaiser, P.K. (1999). Stress path and instability around mine openings. In Vouille G., Berest P. editors, proceeding of the 9th ISRM Congress of Rock Mechanics, vol 1, Rotterdam: Balkema, 311-315.
- Martins-Ferreira, M.A.C.; Campos, J.E.G. & Alvarenga, C.J.S.A. (2013). Formação Jequitai na região de Vila Boa, GO: exemplo de sedimentação por geleiras terminais no Neoproterozóico. Braz. J. Geol. [online], vol.43, n.2, 373-384.
- Mathews, K.E. (1978). Design of Underground Mining Layouts. Underground Space, volume 2, 195-209.
- Mathews, K.E.; Hoek, E.; Wyllie, D.C.; Stewart, S.B.V. (1981). Prediction of stable excavation spans at depths below 1000 m in hard rock mines. CANMET Report, DSS Serial N° OSQ80-00081.
- Mawdesley, C.; Trueman, R.; Whiten, W. (2001). Extending the Mathews stability graph for open-stope design. Transactions, Institution of Mining and Metallurgy, Section A: Mining Technology, 110, A27-A39.
- Means, W.D. (1979). Stress and Strain Basic Concepts of Continuum Mechanics for Geologists. Second, corrected printing, Springer-Verlog New York Inc., 339.
- Milne, D; Pakalnis, R.C.; Felderer, M. (1996). Surface geometry assessment for open stope design. In Rock Mechanics. Balkema Rotterdam, 315-322.
- Milne, D; Hadjigeorgiou, J.; Pakalnis, R. (1998). Rock mass characterization for underground hard rock mines. Tunnelling and Underground Space Technology. Volume 13, Issue 4, 383-391.
- Monteiro, L.V.S. (1997). Contribuição à Gênese das Mineralizações de Zn da Mina de Vazante, MG. São Paulo. Dissertação de Mestrado do Programa de Pós-Graduação em

- Recursos Minerais e Hidrogeologia do Instituto de Geociências da Universidade de São Paulo, São Paulo-SP, 159.
- Monteiro, L.V.S. (2002). Modelamento Metalogenético dos Depósitos de Zinco de Vazante, Fagundes e Ambrósia, Associados ao Grupo Vazante, Minas Gerais. Tese de Doutorado do Programa de Pós-Graduação em Recursos Minerais e Hidrogeologia do Instituto de Geociências da Universidade de São Paulo, São Paulo-SP, 317.
- Nascimento, G.C.S. (2013a). Comunicação Pessoal com P.A. Charbel.
- Nascimento, L.M. da C. do (2013b). Comunicação Pessoal com P.A. Charbel.
- Nickson, S.D. (1992). Cablebolt Support Guidelines for Underground Hard Rock Mine Operations. MSc thesis, University of British Columbia, Department of Mining and Mineral Processing Engineering, 223.
- Oliveira, G.D. (2013). Reconstrução Paleoambiental e Químioestratigrafia dos Carbonatos Hospedeiros do Depósito de Zinco Silicatado de Vazante, MG. Dissertação de Mestrado, N° 311. Universidade de Brasília, Instituto de Geociências, 86.
- Oliveira, M.M. (2012). Dimensionamento Empírico de Realce em Sublevel Stoping. Dissertação de mestrado do Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais, 148.
- Pakalnis, R.T. (1986). Empirical Stope Design at the Ruttan Mine, Sherritt Gordon Mines Ltd. PhD. thesis. University of British Columbia, Department of Mining and Mineral Processing Engineering, 276.
- Pakalnis, R.C.; Poulin R.; Hadjiogeorgiou, J. (1995). Quantifying the cost of dilution in underground mines. SME Annual Meeting, Denver, CO, 1136-1141.
- Pakalnis, R. (2002). Empirical design methods - UBC geomechanics update. In Mining and Tunnelling Innovation and Opportunity, Proceedings of the Fifth North American Rock Mechanics Symposium and 17th Tunnelling Association of Canada Conference. R. Hammah, W. Bawden, J. Curran, and M. Telesnicki (eds.), Canada, 203–210.
- Pande, G.N., Deer, G. & Williams, J.R. (1990). Numerical Methods in Rock Mechanics. John Wiley & Sons Ltd., New York, USA, 327.
- Park, R.G. (1989). Foundations of Structural Geology. Second edition, 148.
- Pinho, J.M.M. (1990). Evolução tectônica da mineralização de zinco de Vazante-MG. Dissertação de Mestrado, N° 58, Instituto de Geociências da Universidade de Brasília, Brasília-DF, 115.
- Potvin, Y (1988). Empirical Open Stope Design in Canada. PhD. thesis, University of British Columbia, Department of Mining and Mineral Processing Engineering, 350.
- Potvin, Y. & Hadjiogeorgiou J. (2001). The stability graph method for open stope design. SME Underground Mining Methods. Engineering Fundamentals and International Case Studies. Edited by William Hustrulid and Richard L. Bullock. Published by Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME) Littleton, Colorado, 513-520.
- Potvin, Y.; Dight, P.M.; Wesseloo, J. (2012). Some pitfalls and misuse of rock mass classification systems for mine design. Journal of South African Institute of Mining and Metallurgy. Vol. 112, 697-702.
- RocLab (2007). Rock mass strength analysis using Hoek-Brown Failure Criterion. <http://www.roscience.com>.
- Rosenblueth, E. (1975). Point estimates for probability moments. Proc. Nat. Acad. Sci, USA, Vol. 72, N° 10, 3812-3814.

- Rosenblueth, E. (1981). Two-points estimates in probabilities. *Appl. Math. Modelling*, vol. 5, 329-335.
- Rostirolla, S.P., Mancini, F., Reis Neto, J.M. dos, Figueira, E.G., & Araújo, E.C. de (2002). Análise estrutural da mina de Vazante e adjacências: geometria, cinemática e implicações para a hidrogeologia. *Revista Brasileira de Geociências*, 32(1), 59-68.
- Rowland, S.M.; Duebendorfer, E.M.; Schiefelbein, I.M. (2007). *Structural Analysis and Synthesis. A Laboratory Course in Structural Geology. Third Edition*, 301.
- Scoble, M.J. & Moss, A. (1994). Dilution in underground bulk mining: implications for production management. *Mineral Resource Evaluation II: Methods and Case Histories. Geological Society Special Publication*, Nº 79, 95-108.
- Serra Junior, E. & Ojima, L.M. (2009). *Caracterização e Classificação de Maciços Rochosos. ABGE Geologia de Engenharia, sexta reimpressão. Editores Antônio Manuel dos Santos Oliveira e Sérgio Nertan Alves Brito. Publicado pela Associação Brasileira de Geologia de Engenharia, São Paulo*, 211-226.
- Sharan, S.K. (2003). Elastic-brittle-plastic analysis of circular openings in Hoek-Brown media. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, 40, 817-824.
- Sheorey, P.R. (1994). A theory for in situ stress in isotropic and transversely isotropic rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, vol 31, n 1, 23-34.
- Silva, V. da C. (1998). *Curso de Desmontes de Rochas por Explosivos. Realizado no Centro Federal de Educação Tecnológica de Goiás*, 126.
- Singh, B. & Goel, R.K. (2011). *Engineering Rock Mass Classifications. Tunneling, Foundations, and Landslides. Published by Butterworth-Heinemann, Elsevier*, 365.
- Soriano, H.L. (2009). *Elementos Finitos, Formulação e Aplicação na Estática e Dinâmica das Estruturas. Editora Ciência Moderna, Rio de Janeiro*, 411.
- Stacey, T.R. (1981). A simple extension strain criterion for fracture of brittle rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 81 (6), 469–474.
- Stacey, T.R. & Page, C.H. (1986). *Practical Handbook for Underground Rock Mechanics. Series on Rock and Soil Mechanics, Vol. 12. Published by Trans Tech Publications*, 144.
- Stefansky, W. (1972). Rejecting outliers in factorial designs. *Technometrics*, Published by American Statistical Association and American Society for Quality, vol. 14, nº2, 469-479.
- Stewart, P.C. (2005). *Minimising Dilution in Narrow-Vein Mines. PhD. thesis. Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, University of Queensland*, 261.
- Stewart, P.C.; Trueman, R.; Brunton I. (2011). Factors influencing overbreak in the Barkers orebody, Kundana Gold mine: narrow vein case study. *Mining Technology*, vol 120, Nº 2, 80-89.
- Stille, H.; Palmström, A. (2003). Classification as tool in rock engineering. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 18, 331-345.
- Suguió, Kenitiro (1980). *Rochas Sedimentares, Propriedades, Gênese e Importância Econômica. Editora Edgard Blücher Ltda, São Paulo-SP*, 500.
- Suorineni, F.T. (2010). The stability graph after three decades in use: experiences and the way forward. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, vol. 24, Nº 4, 307-339.
- Swart, A.H. & Handley, M.F. (2005). The design of stable stope spans for shallow mining operations. *Journal of South Afr. Institute of Mining and Metallurgy*, vol. 105, 275-286.

- Tatman, C.R. (2001). Mining dilution in moderate – to narrow – width deposits. SME Underground Mining Methods. Engineering Fundamentals and International Case Studies. Edited by William Hustrulid and Richard L. Bullock. Published by Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME) Littleton, Colorado, 615-626.
- Trueman, R.; Mikula, P.; Mawdesley, C.; Harries, N. (2000). Experience in Australia with the application of the Mathews' method for open stope design. CIM Bulletin, 93 (1036), 162-167.
- Valeriano, C.M.; Pimentel M.M.; Heilbron, M.; Almeida J.C.H.; Trouw, R.A.J. (2008). Tectonic evolution of the Brasília Belt, Central Brazil, early assemble Gondwana. West Gondwana: Pre-Cenozoic Across the South Atlantic Region. Edited by Pankhurst, R.J., Trouw, R.A., Brito Neves, B.B. & De Wit, M.J.. The Geological Society of London, Special Publications, 294,197-210.
- Villaescusa, E. (2014). Geotechnical Design for Sublevel Open Stoping. CRC Press, Taylor & Francis Group, 502.
- Vissotto Júnior, L.A. (2013). Análise Tridimensional de Mina Subterrânea com Ênfase na Interação entre Maciço e Preenchimento. Tese de doutorado em geotecnia, Universidade de Brasília, Departamento de Engenharia Civil e Ambiental, 211.
- Wawersik, W.R. & Fairhurst C. (1970). A study of brittle rock fracture in laboratory compression experiments. International Journal of Rock Mechanics and Mining Science, vol. 7, 561-575.
- Zhou-quan, L.; Xiao-ming, L; Bao, Z.; Hao, L.; Chang, L. (2008). Cavity 3D modeling and correlative techniques based on cavity monitoring. Journal of Central South University of Technology, 15, 639-644.

APÊNDICE A – EVOLUÇÃO TECTÔNICA

Este apêndice tem como finalidade apresentar, de forma sintética, a evolução tectônica da Província de Tocantins e a evolução tectônica da Zona de Cisalhamento Vazante (ZCV). O objetivo é abordar aspectos relacionados às tensões *in situ*, que contribuam para uma análise posterior no âmbito da mina Vazante.

A.1 – EVOLUÇÃO TECTÔNICA DA PROVÍNCIA TOCANTINS

A Província de Tocantins, localizada no centro-oeste brasileiro, constitui-se em um orógeno de grandes dimensões ocorrido no Neoproterozóico (Tabela A.1), aproximadamente a 600 milhões de anos, associado ao Ciclo Brasileiro (Dardenne, 2000).

Tabela A.1 – Escala de tempo geológico (modificado de Bartorelli & Haralyi, 2009).

Eon	Era	Período	Milhões de Anos	Eventos / Ciclos Geodinâmicos		
Fanerozóico	Cenozóico	Quaternário	1,6	Depósitos holocênicos e ações tectonogênicas		
				Oscilações climáticas pleistocênicas		
				Processo de pediplanação		
	Mesozóico		Cretáceo	64,4	Reativação tectônica (Sul Atlântico)	
			Jurássico	140	Vulcanismo alcalino	
			Triássico	205	Vulcanismo basáltico	
	Paleozóico		Permiano	250	Amplas bacias sedimentares intracratônicas	
			Carbonífero	290		
			Devoniano	355		
			Siluriano	410		
			Ordoviciano	438		Cratonização da plataforma
			Cambriano	510		
	Proterozóico	Neoproterozóico		540 (570)	Ciclo Brasileiro	
Mesoproterozóico		1.000	Ciclo Espinhaço-Uruaçuano			
Paleoproterozóico		1.600	Ciclo Transamazônico			
Arqueano			2.500	Ciclo Jequié-Aroense		
			4.500			

Os estudos que abordam a evolução tectônica desta unidade geológica associam-na a dois estágios: um primeiro estágio de rifteamento continental decorrente de uma tectônica extensional; e um segundo estágio de grandes dimensões associado à convergência e colisão de três importantes blocos continentais cratônicos, os Crátos Pré-Brasileiros, denominados

por: Cráton Amazônico; Cráton São Francisco; e um suposto terceiro cráton abaixo da Bacia do Paraná, denominado como Cráton Paranapanema (Valeriano *et al.*, 2008).

O primeiro estágio foi um rifteamento continental. Este rifteamento impôs à Província Tocantins e à Faixa Brasília uma condição de anisotropia de resistência mecânica, e tornou-se uma zona de fraqueza crustal. Esta zona de fraqueza crustal foi responsável por induzir e condicionar as evoluções orogenéticas subsequentes (Marini *et al.*, 1981). Estes planos, ou zonas de fraqueza, apresentam uma orientação NE-SW (Figura A.1 e Figura A.2) inferida a partir dos trabalhos de Marini *et al.* (1981) e Pinho (1990). Segundo Pinho (1990), estes planos constituem-se em planos de fraqueza crustal do embasamento do Grupo Vazante.



Figura A.1 – Rifts do Brasil central no proterozóico superior (Marini *et al.*, 1981).

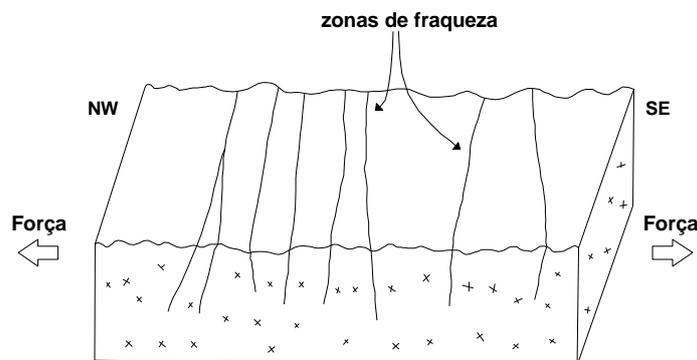


Figura A.2 – Antigas zonas de fraqueza do embasamento do Grupo Vazante (Pinho, 1990).

O segundo estágio constituiu-se em uma tectônica colisional entre os blocos continentais cratônicos Amazonas, São Francisco e Paranapanema, este supostamente situado abaixo da Bacia do Paraná. Este sistema tectônico convergente (Figura A.3) caracterizou-se por esforços compressoriais tardios, orientados ao longo da direção NW-SE (Dardenne, 2000).

Tais esforços compressoriais impuseram à Faixa Brasília uma estruturação tectônica caracterizada por dupla compartimentação: uma ao longo da direção norte-sul; e outra ao longo da direção leste-oeste (Dardenne, 2000).

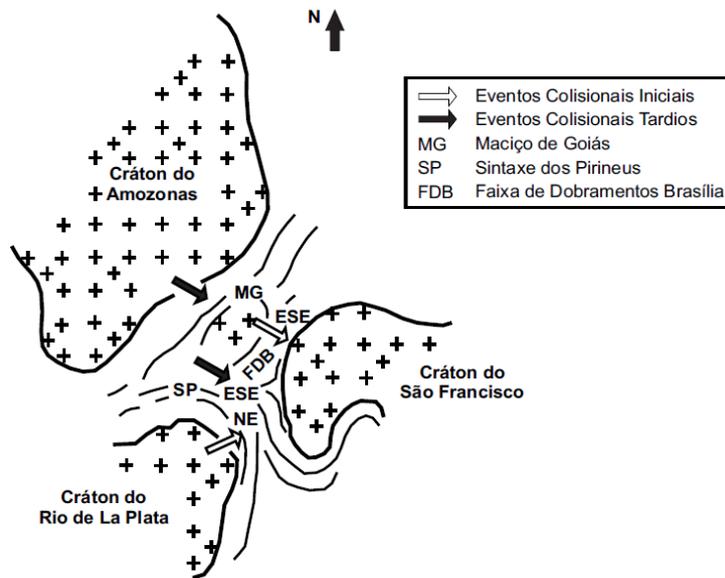


Figura A.3 – Esforços compressoriais na formação da Faixa Brasília (Dardenne, 2000).

A compartimentação norte-sul é fisicamente definida por uma mega inflexão denominada por Sintaxe dos Pirineus (Figura A.4). Descreve-se o segmento norte, como não metamorfisado ou metamorfisado na fácies xisto verde, e o segmento sul com deformações e metamorfismos mais intensos (Marini *et al.*, 1981; Dardenne, 2000; Monteiro, 2002).



Figura A.4 – Sintaxe dos Pirineus (modificado de Azmy *et al.*, 2008).

Já a compartimentação leste-oeste consiste em um zoneamento físico definido por deformações tectônicas e metamorfismos, progressivamente, mais intensos em direção a oeste

(W). Esta deformação tectônica progressiva permitiu a individualização da Faixa Brasília em três zonas, ao longo da direção leste-oeste. Estas zonas, em ordem decrescente de deformação e grau de metamorfismo, são denominadas por: zona interna, para oeste (W), zona externa, na região central e, zona cratônica para leste (E), esta última margeando a borda oeste do Cráton São Francisco. Neste contexto geológico, o Grupo Vazante situa-se no segmento sul da Faixa Brasília (Figura A.5), especificamente, na zona cratônica (Dardenne, 2000).

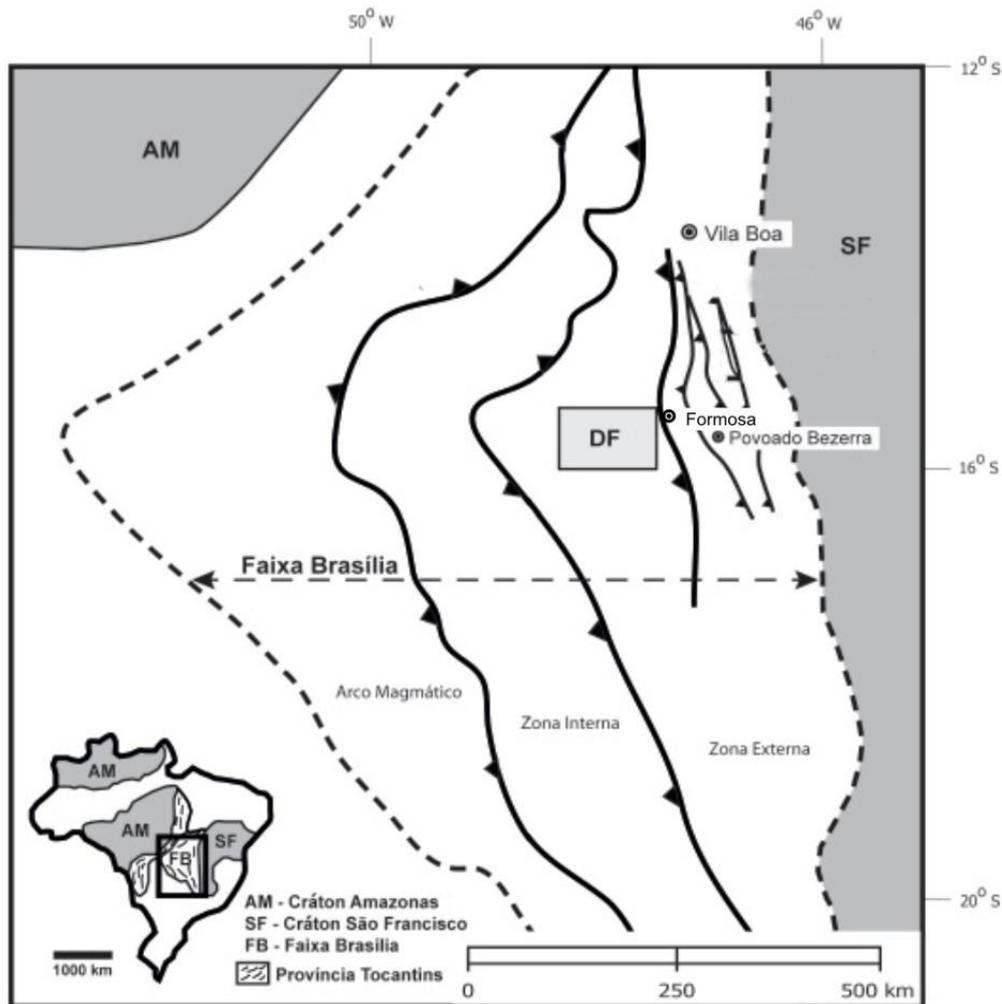


Figura A.5 – Compartimentação leste-oeste da Faixa Brasília (Marins-Ferreira *et al.*, 2013).

As considerações anteriores permitem algumas inferências sobre a tensão principal maior (σ_1), atuante na etapa final do processo da evolução tectônica da Província Tocantins. Supõe-se que a referida tensão é horizontal, compressiva e orienta-se na direção NW-SE (Figura A.3). Quanto à magnitude das tensões no âmbito do Grupo Vazante, há indicadores que sinalizam para uma tensão principal maior (σ_1) com baixa magnitude. Esta condição, das baixas magnitudes das tensões, decorre da interpretação de dois aspectos geológicos.

O primeiro aspecto geológico refere-se à localização do Grupo Vazante na zona cratônica da Faixa Brasília (Figura A.5). A zona cratônica caracteriza-se por deformações e metamorfismos menos intensos, do que as porções mais a oeste da Faixa Brasília. Portanto, é possível que estas deformações menos intensas associem-se a tensões com baixas magnitudes.

O segundo aspecto geológico refere-se às sequências metassedimentares pelito-carbonáticas de origem marinha, que compõem a geologia do Grupo Vazante. Segundo Frascá & Sartori (1998), o prefixo meta, utilizado na denominação das rochas metamórficas, implica na preservação dos aspectos texturais da rocha original. Logo, as sequências metassedimentares pelito-carbonáticas do Grupo Vazante sugerem a preservação de aspectos texturais da rocha matriz. A preservação destes aspectos texturais pode ser indicador de baixas magnitudes de tensões. Entretanto ressalta-se que, estas interpretações são considerações iniciais e não conclusivas. A importância das mesmas está em compor, com as considerações da geologia local e de mina, um mosaico de informações que permitam compreender as tensões *in situ*.

A.2 – EVOLUÇÃO TECTÔNICA DA ZCV

A evolução tectônica da ZCV foi abordada por dois trabalhos, Pinho (1990) e Rostirolla *et al.* (2002). O primeiro trabalho restringiu-se a uma análise cinemática da evolução tectônica da ZCV, enquanto que o segundo trabalho abordou, além da análise cinemática, uma análise dinâmica específica para o evento final da evolução tectônica da ZCV.

Segundo Rostirolla *et al.* (2002), a ZCV origina-se de um evento compressional contínuo. Inicialmente, a tensão principal maior (σ_1) orientava-se na direção NS-N10E. Com a evolução do evento compressional, esta tensão sofreu uma rotação, e posicionou-se na direção N40-50W, o que condicionou a formação das estruturas subverticais EW (Figura A.6).

Corroborando para esta interpretação, a orientação dos planos de foliação do filito, que se insere nos dolomitos de forma discordante (Figura A.6). Segundo Frascá & Sartori (2009) e Dussin (2012), planos de foliação desenvolvem-se, preferencialmente, perpendicular à direção de compressão máxima (Figura A.7). A razão é o crescimento fácil dos cristais ao longo das direções das tensões principais, intermediária (σ_2) e menor (σ_3). Na ZCV, os planos de foliação do filito, segundo Nascimento (2013b), apresentam uma direção média igual a N40E, perpendicular à direção N40-50W da tensão principal maior (σ_1). Portanto, esta condição de

perpendicularidade corrobora para a interpretação descrita por Rostirolla *et al.* (2002), para o último evento tectônico de formação da ZCV.

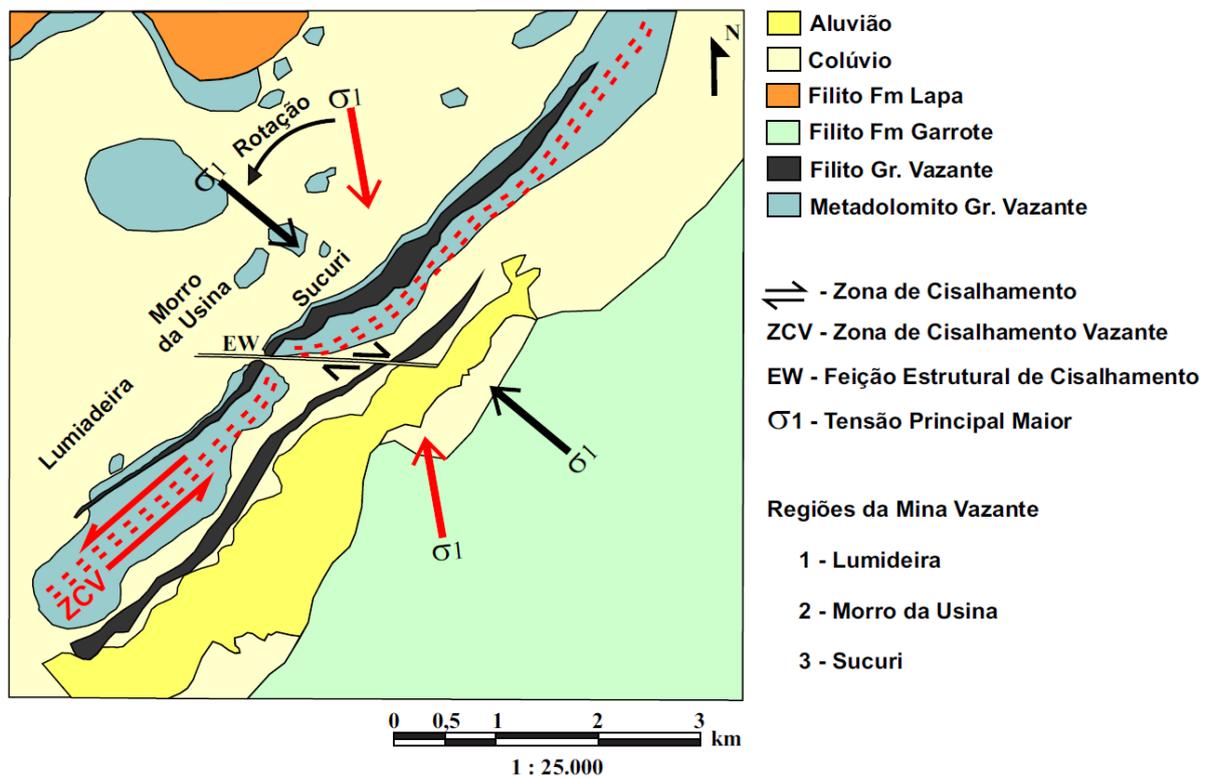


Figura A.6 – Cinemática e dinâmica do último evento da ZCV (modificado de IPT, 2004).

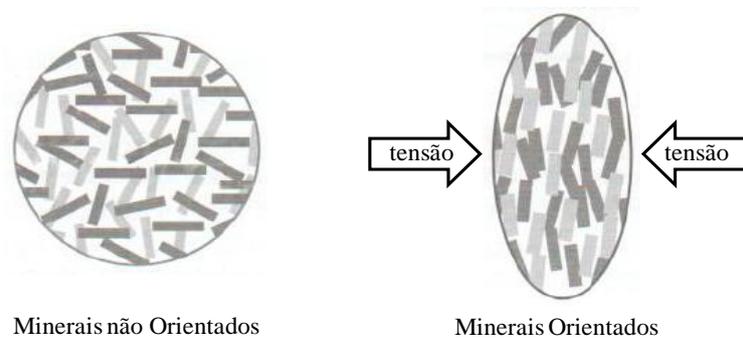


Figura A.7 – Orientação de minerais sob condições de tensões (modificado de Dussin, 2012).

Por sua vez, Pinho (1990), assim como Dardenne & Schobbenhaus (2001), sugere como último evento um relaxamento da fase compressional. Segundo estes autores, o evento do relaxamento foi responsável pela ocorrência de falhas normais (Figura A.8). Esta condição de alívio de tensões, gerando falhas normais, pressupõe que a tensão principal maior (σ_1) seja vertical. Sob esta perspectiva, Pinho (1990) e Rostirolla *et al.* (2002) divergem sobre a orientação da tensão principal maior (σ_1) no último evento tectônico de formação da ZCV.



Figura A.8 – Falha normal de direção NW e rejeito decimétrico no nível 388 (Bhering, 2009).

Portanto, há duas interpretações para a análise dinâmica do último evento de formação da ZCV. Para Rostirolla *et al.* (2002), a tensão principal maior (σ_1) era horizontal e orientava-se na direção N40-50W. Já o trabalho de Pinho (1990) indica que, a tensão em questão era vertical. Aplicando-se a teoria do falhamento de Anderson, descrita no Apêndice B, a ambos os trabalhos, formulam-se duas hipóteses para as atitudes das tensões principais (Figura A.9).

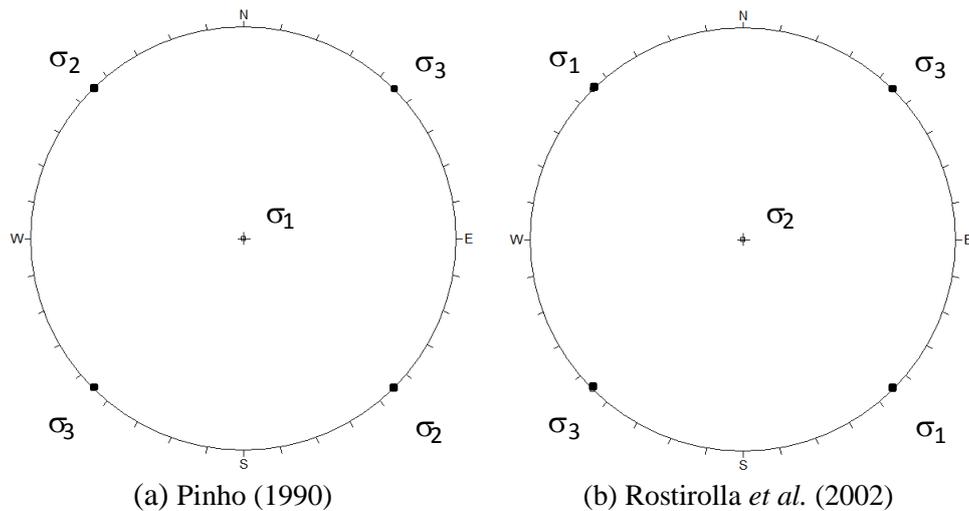


Figura A.9 – Estereogramas das hipóteses de tensões principais atuantes na ZCV.

Quanto à magnitude destas tensões, sugere-se que as mesmas sejam baixas. Esta sugestão baseia-se na interpretação coordenada de quatro condições geológicas, descritas a seguir. A primeira condição geológica refere-se à localização do Grupo Vazante na zona cratônica da Faixa Brasília, associada à preservação de aspectos texturais originais da rocha encaixante.

A segunda refere-se à condição da Falha Vazante apresentar atitudes semelhantes ao plano de fraqueza crustal, preexistente no embasamento do Grupo Vazante. Tal condição sugere a

possibilidade do plano de fraqueza em questão ter condicionado a formação da Falha Vazante. Tal fato implicaria em magnitudes de tensões menores para a formação da ZCV, quando comparado à condição de inexistência destes planos.

A terceira refere-se ao fato que, a mineralização de zinco formou-se a partir de um evento hidrotermal, singenético ao evento tectônico de formação da ZCV (Pinho, 1990; Dardenne & Schobbenhaus, 2001; Monteiro, 1997 e 2002). Nestas condições, Park (1989) observa que a fase fluida, introduzida sobre pressão, desempenha um importante papel ao facilitar a deformação, por meio da redução da resistência ao cisalhamento (Figura A.10).

A quarta condição é a presença de fraturas extensionais orientadas na direção NW-SE, no âmbito da ZCV, conforme descrito por Rostirolla *et al.* (2002). Segundo Fossen (2013), tais fraturas são típicas de deformações originadas sob baixa ou nenhuma pressão confinante e pequeno esforço.

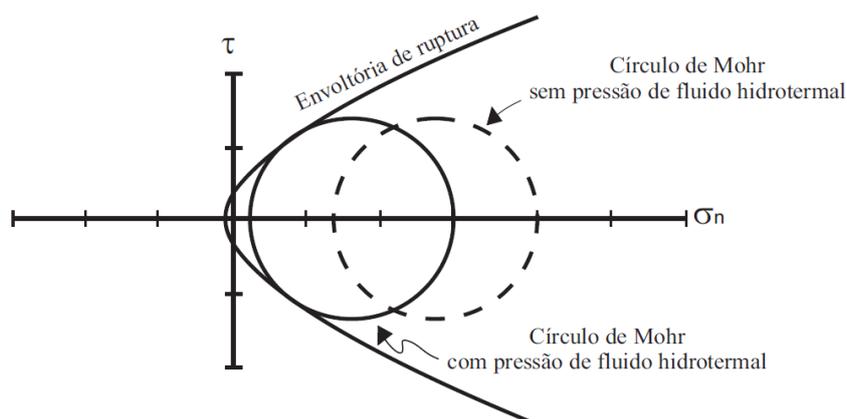


Figura A.10 – Efeito da pressão do fluido (Rowland *et al.*, 2007).

Como considerações finais das análises anteriores, apresentam-se as duas hipóteses para o estado de tensões *in situ*, referente ao último evento tectônico de formação da ZCV. Estas hipóteses estão descritas na Tabela A.2.

Tabela A.2 – Considerações preliminares sobre as tensões *in situ* na ZCV

Atitudes	1ª Hipótese (baseada em Pinho, 1990)			2ª Hipótese (baseada em Rostirolla <i>et al.</i> , 2002)		
	σ_1	σ_2	σ_3	σ_1	σ_2	σ_3
Azimute	-	315°	225°	315°	-	225°
Inclinação	90°	0°	0°	0°	90°	0°
Magnitude	baixa	baixa	baixa	baixa	baixa	baixa

APÊNDICE B – TEORIA DE FALHAMENTO DE ANDERSON

A finalidade deste apêndice é apresentar, de forma resumida, a teoria de falhamento de Anderson. Com base nesta teoria e nos trabalhos de Pinho (1990) e Rostirolla *et al.* (2002), definiram-se as orientações das tensões principais no último evento de formação da ZCV.

Na geologia estrutural, a análise dinâmica consiste em reconstruir a orientação e a magnitude do campo de tensões, que geraram uma falha particular ou uma população de falhas. As ideias modernas, sobre a relação entre falhas e o elipsoide de tensões, iniciaram-se com o trabalho do geólogo britânico, E. M. Anderson, em 1942. Este trabalho é conhecido como teoria de falhamento de Anderson (Rowland *et al.*, 2007).

A teoria de falhamento de Anderson assume que a superfície da terra é um plano de tensões principais. Logo, haverá uma tensão principal vertical e outras duas horizontais. Como análise inicial, esta suposição mostra-se válida para muitas falhas, entretanto há exceções. Considerando uma das tensões principais como vertical, a teoria de falhamento de Anderson baseia-se na teoria de ruptura de Mohr-Coulomb, para prever a orientação dos planos de falha em relação às tensões principais. Desta forma, a referida teoria explica a ocorrência de três classes de falhas: falhas normais (σ_1 vertical); falhas direcionais (σ_2 vertical); e falhas reversas (σ_3 vertical). Esta relação, entre as direções das tensões principais e dos planos de falha, está descrita na Figura B.1 (Davis & Reynolds, 1996; Rowland *et al.*, 2007).

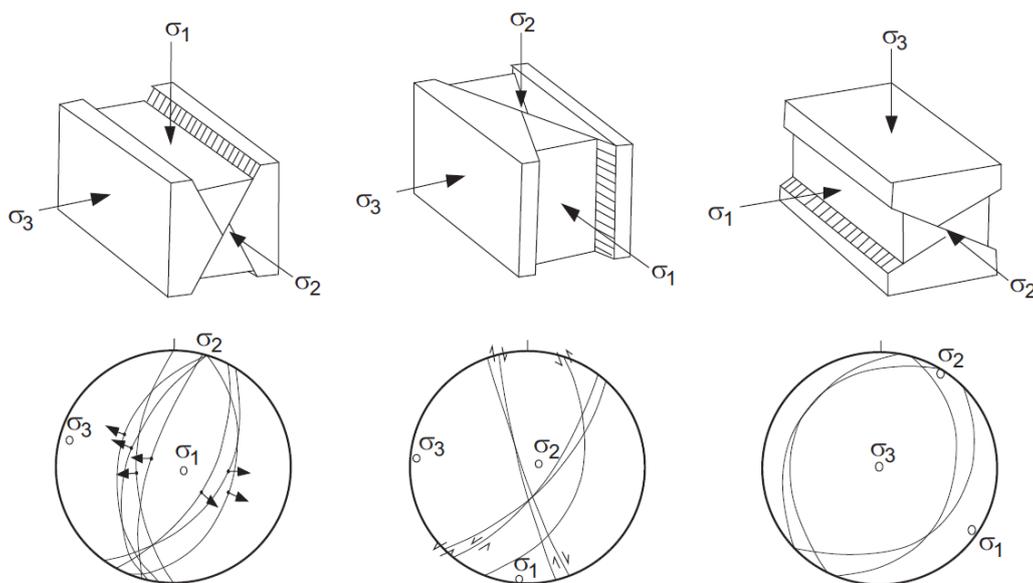


Figura B.1 - Blocos diagramas e estereogramas das três classes de falhas previstas pela teoria de falhamento de Anderson (Rowland *et al.*, 2007).

APÊNDICE C – PERFIS GEOLÓGICOS DA MINA

Este apêndice apresenta os perfis geológicos mapeados neste trabalho. Os objetivos destes mapeamentos são três: caracterizar as litologias e estruturas do maciço da capa (HW), da lapa (FW) e da ZCV; identificar indicadores de correlação de condições geológico-geotécnicas, entre os maciços da lapa (FW) e da capa (HW); identificar indicadores de compartimentação geotécnica do maciço rochoso da mina. Assim, elaboraram-se perfis geológicos a partir do mapeamento das paredes das travessas, pois estas são transversais à direção do corpo de minério e, por conseguinte expõem, ao mapeamento, a capa (HW), a lapa (FW) e a ZCV.

Antes de apresentar os perfis geológicos, faz-se necessário explicar algumas particularidades do mapeamento, que permitirão uma compreensão adequada sobre os mesmos. Estas particularidades referem-se à orientação espacial dos perfis, e estão descritas no próximo parágrafo. Posteriormente, apresentam-se os perfis e as respectivas observações pertinentes.

As travessas, como já observado, posicionam-se transversalmente ao corpo de minério. Uma vez que, a direção do corpo de minério é NE-SW, então a direção das travessas é NW-SE (Figura C.1). As travessas apresentam duas paredes, NE e SW. A parede NE posiciona-se em visada orientada para direção nordeste, e a parede SW posiciona-se em visada orientada para direção sudoeste (Figura C.2). Parte das travessas mapeadas encontra-se na lapa (Figura C.3), parte na capa (Figura C.4), e outras (Figura C.5) estendem-se da lapa até a capa. A combinação entre a direção da travessa, a posição da travessa (capa e/ou lapa) e a parede mapeada (NE ou SW) geram perfis geológicos, nos quais se verificam variações no posicionamento entre galerias de transporte e de minério, conforme exemplos descritos nas Figuras C6 a C8. Estas observações auxiliam a visualização espacial dos perfis mapeados.

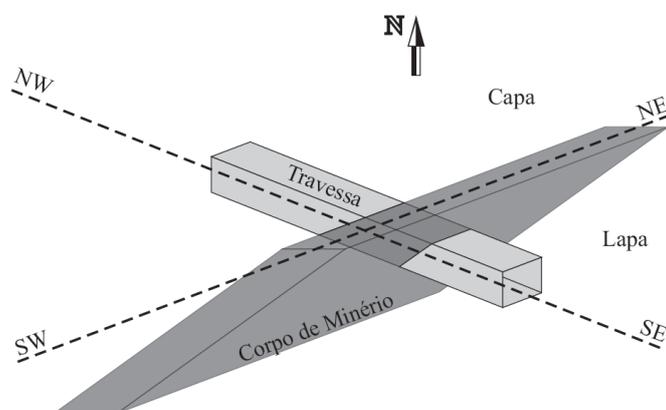


Figura C.1 – Orientação e posição relativa entre corpo de minério e travessa.

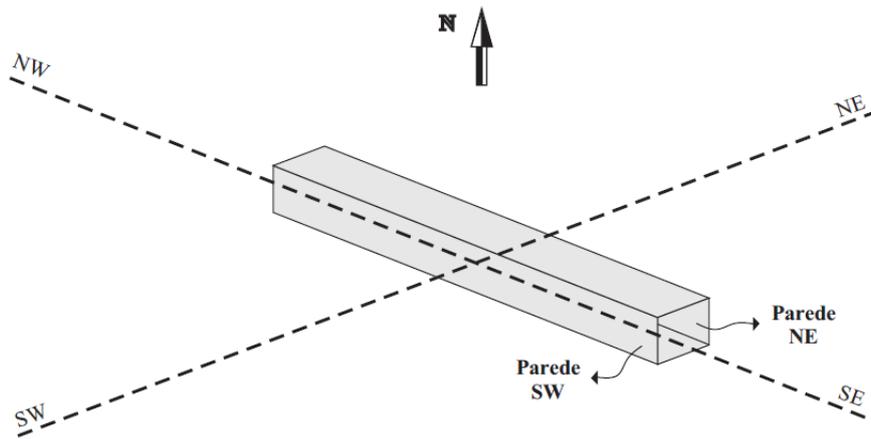


Figura C.2 – Ilustração esquemática das travessas destacando as paredes NE e SW.

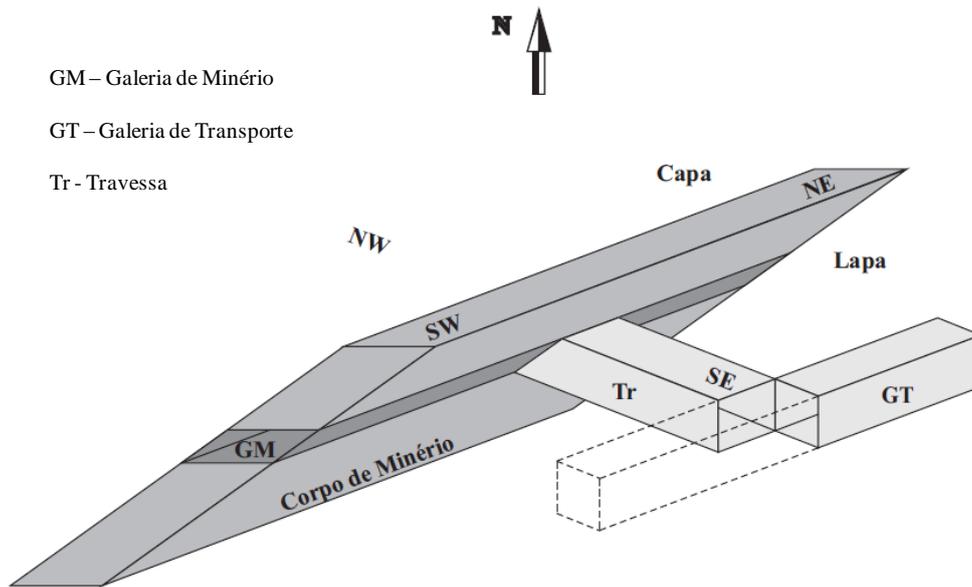


Figura C.3 – Ilustração esquemática de travessa na lapa.

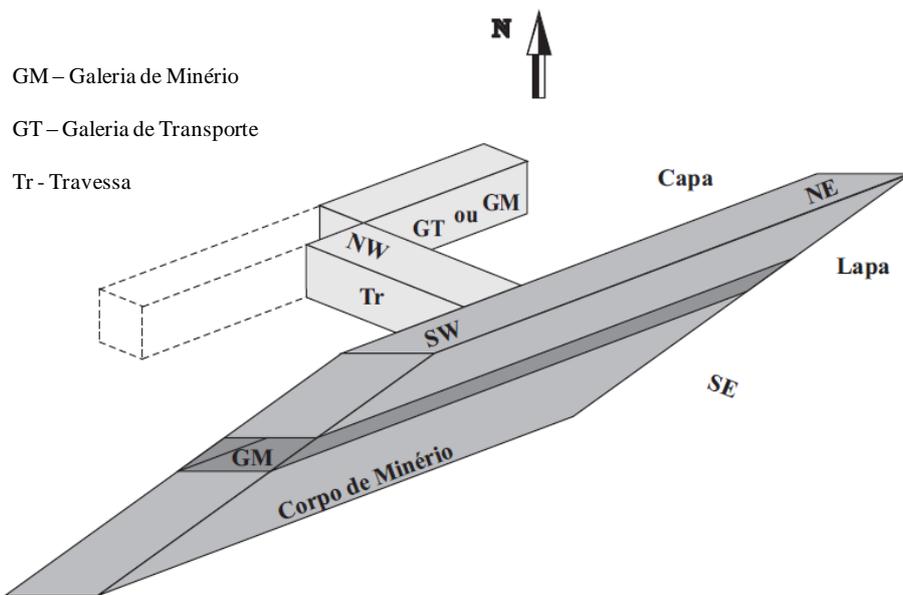


Figura C.4– Ilustração esquemática de travessa na capa.

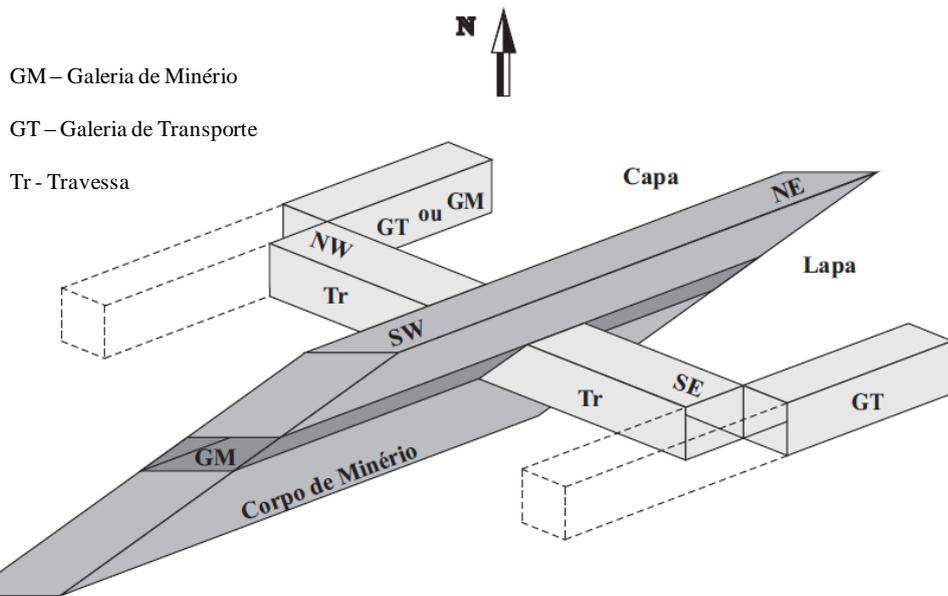


Figura C.5 – Ilustração esquemática de travessa estendendo-se da lapa até a capa.

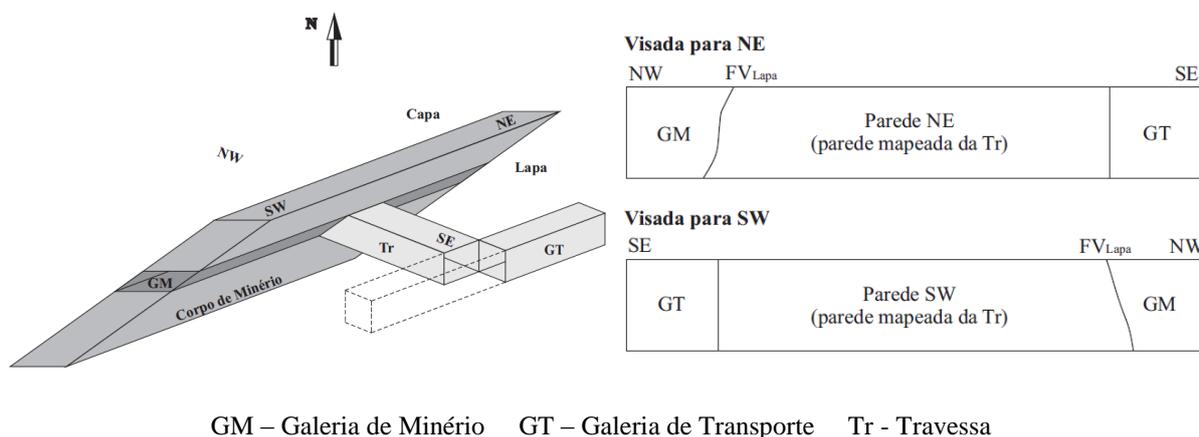


Figura C.6 – Posição das galerias na seção devido à parede mapeada - travessa de lapa.

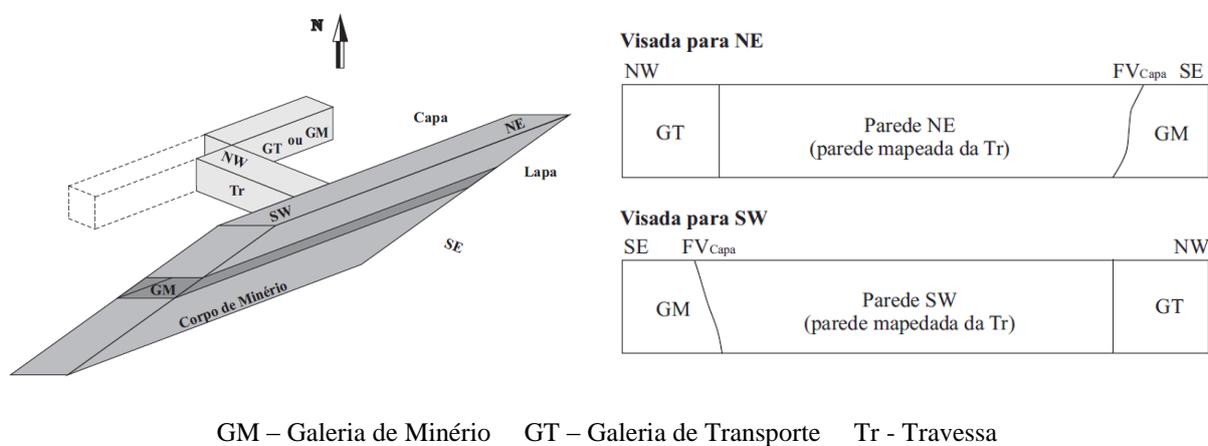
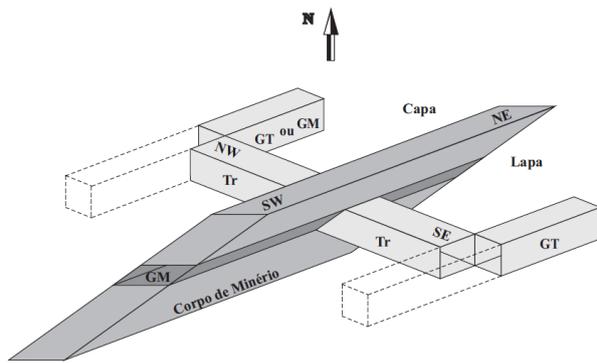


Figura C.7 – Posição das galerias na seção devido à parede mapeada - travessa de capa.



Visada para NE

NW		FV _{Capa}	FV _{Lapa}	SE
GM 2 ou GT	Parede NE (parede mapeada da Tr)	GM 1	Parede NE (parede mapeada da Tr)	GT

Visada para SW

SE		FV _{Lapa}	FV _{Capa}	NW
GT	Parede SW (parede mapeada da Tr)	GM 1	Parede SW (parede mapeada da Tr)	GM 2 ou GT

GM 1 – Galeria de Minério 1 GM 2 – Galeria de Minério 2 GT – Galeria de Transporte Tr - Travessa

Figura C.8 – Posição das galerias na seção devido à parede mapeada - travessa de lapa a capa.

Os perfis geológicos apresentam-se separados em três grupos: perfis das travessas de capa; perfis das travessas de lapa; e perfis que se estendem da lapa a capa. Acompanha cada perfil uma tabela, onde se descrevem as atitudes das discontinuidades e as observações. Estas observações têm como objetivo principal caracterizar, qualitativamente, a condição de perturbação (fraturamento) do maciço. Para tanto, define-se uma correlação entre as condições litoestruturais e as condições de perturbação do maciço. Esta correlação baseia-se na extensão de brecha dolomítica justaposta ao corpo de minério (Tabela C.1). O uso da brecha dolomítica como indicador da condição de perturbação, deve-se ao fato que, esta litologia origina-se do fraturamento imposto pela ZCV à sua zona de influência. Logo, a extensão desta brecha reflete o grau de fraturamento imposto pela ZCV aos maciços da lapa e da capa. Feitas as considerações anteriores, apresentam-se os perfis mapeados.

Tabela C.1 – Relação entre a condição litoestrutural e a condição de perturbação do maciço.

Extensão da Brecha Dolomítica na Travessa (L)	Condição de Perturbação do Maciço
$L \leq 5$ m	baixa
$5 \text{ m} < L < 10$ m	média
$L \geq 10$ m	alta

Observação: 1 – O valor 5 m é a atual largura da ZCV e, portanto foi utilizado para definir os intervalos para as diferentes condições de perturbação do maciço. 2 – Quando há outros aspectos litoestruturais, diferentes da extensão da brecha dolomítica (L), que impõem condições de perturbação ao maciço intermediárias àquelas três apresentadas na tabela, estas condições são descritas como: baixa a média; e média a alta.

C.1 - PERFIS DA CAPA

Os perfis da capa estão descritos, a seguir, nas Figuras C.9 a C21, e nas Tabelas C2 a C14.

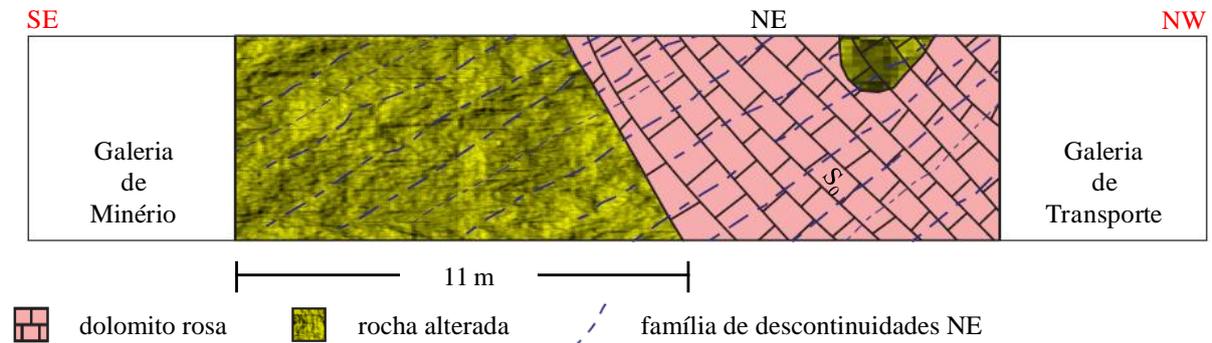


Figura C.9 – Perfil geológico da travessa 12367 do nível 554 – Sucuri – Parede SW.

Tabela C.2 – Informações do perfil geológico da travessa 12367 do nível 554 – Sucuri.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho) $S_0 - 330/45, 350/55, 325/60$.</p>
<p>Observações da Estrutura do Maciço A extensão de 11 m de rocha alterada justaposta ao corpo de minério, em razão da fenda (0,5 m x 0,4m) no teto da travessa próximo à galeria de minério, sugere uma condição de perturbação alta ao maciço da capa.</p>

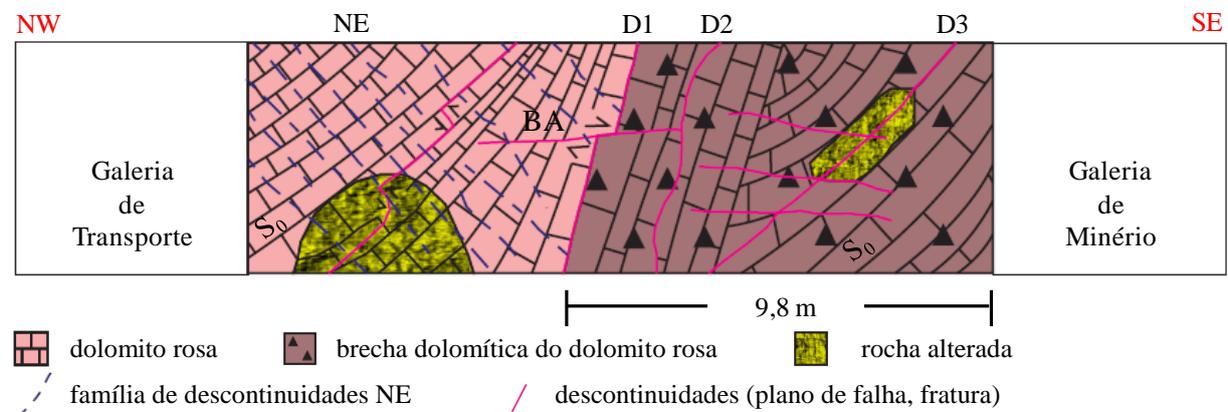


Figura C.10 – Perfil geológico da travessa 12397 do nível 554 – Sucuri – Parede NE.

Tabela C.3 – Informações do perfil geológico da travessa 12397 do nível 554 – Sucuri.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho) $S_0 - 315/50, 320/45, 325/40, 315/75, 320/70, 320/78, 325/50$; NE – $135/30, 130/45, 150/35$; D1 – $300/80, 290/75$; D2 – $160/85, 340/85$; D3 – $315/60$; BA – $320/30$; FV_{Capa} – $325/75$</p>
<p>Observações da Estrutura do Maciço 1- A FV_{Capa} foi medida na galeria de minério 2- As descontinuidades D1, D2, D3 apresentam preenchimento com a argila ou margá alterada. 3- O dolomito brechado apresenta-se leve a moderadamente alterado. 4- A extensão de 9,8 m de brecha dolomítica, justaposta ao corpo de minério, e as condições de alteração citadas nos itens 2 e 3 sugerem uma condição de perturbação média a alta ao maciço da capa.</p>

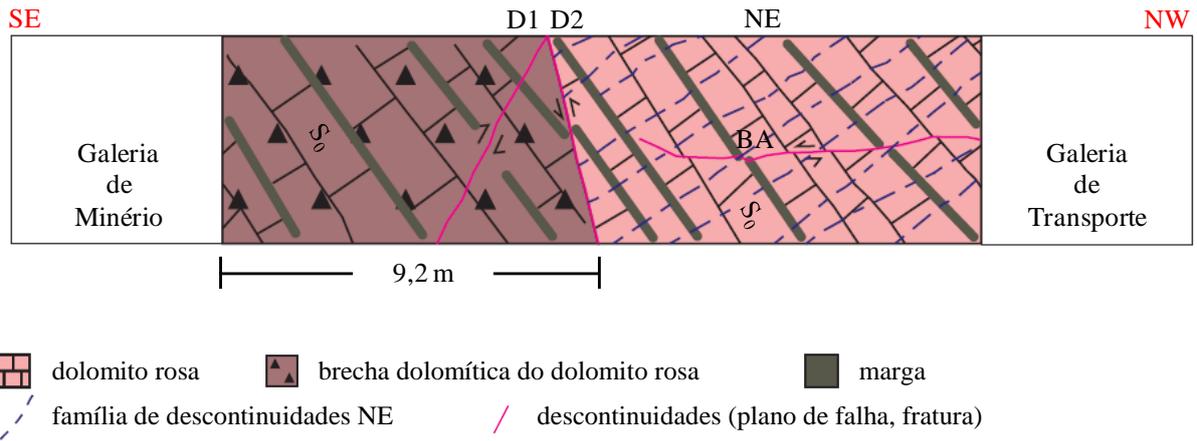


Figura C.11 – Perfil geológico da travessa 12420 do Nível 554 – Sucuri – Parede SW.

Tabela C.4 – Informações do perfil geológico da travessa 12420 do nível 554 – Sucuri.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho) S_0 – 310/50, 325/50, 308/45, 310/65; NE – 130/40, 135/35; D1 – 125/70; D2 – 327/75, 324/70; BA – 325/30</p>
<p>Observações da Estrutura do Maciço A extensão de 9,2 m de brecha dolomítica, justaposta ao corpo de minério, sugere uma condição de perturbação média ao maciço da capa.</p>

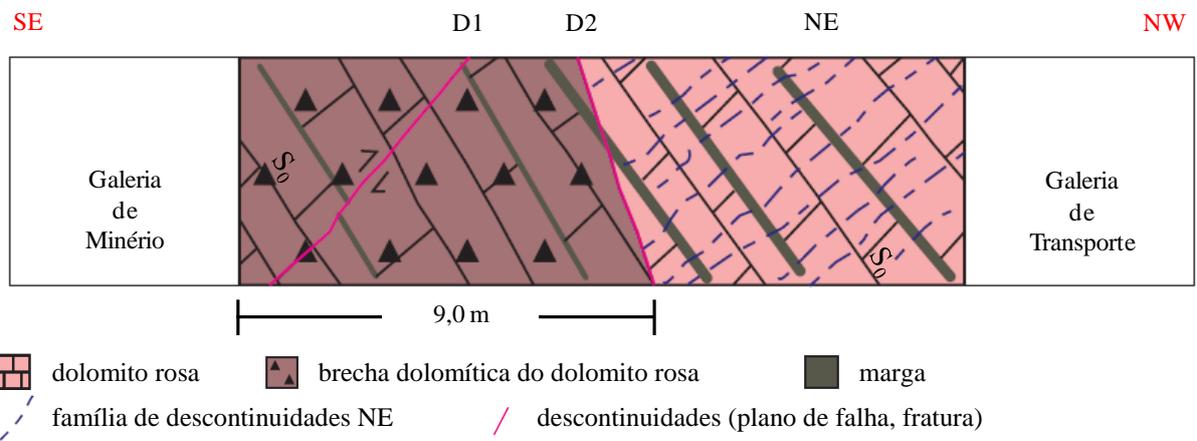


Figura C.12 – Perfil geológico da travessa 12442 do Nível 554 – Sucuri – Parede SW.

Tabela C.5 – Informações do perfil geológico da travessa 12442 do nível 554 – Sucuri.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho) S_0 – 335/55, 332/65, 325/55, 328/62, 318/60, 315/55, 320/58; D1 – 130/65; D2 – 315/60, 320/65</p>
<p>Observações da Estrutura do Maciço A extensão de 9,0 m de brecha dolomítica, justaposta ao corpo de minério, sugere uma condição de perturbação média ao maciço da capa.</p>

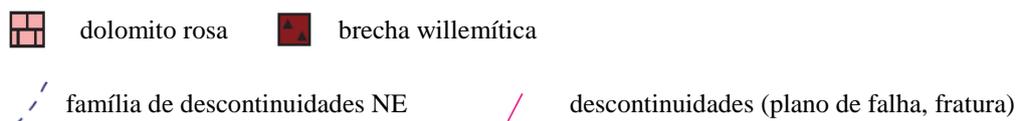
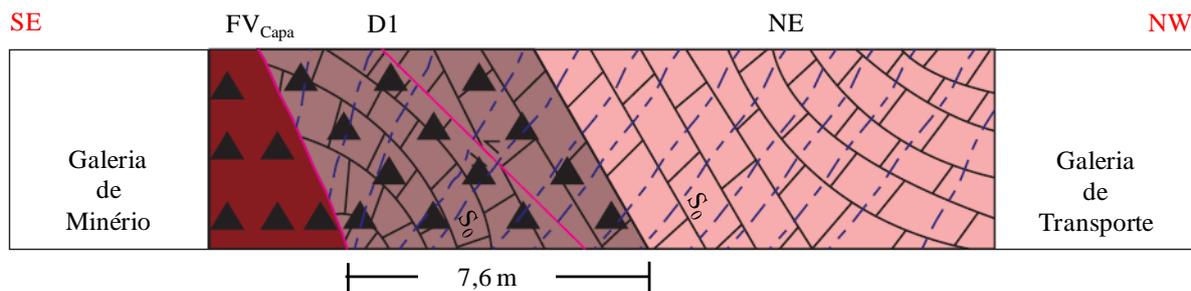


Figura C.13 – Perfil geológico da travessa 12417 do Nível 527 – Sucuri – Parede SW.

Tabela C.6 – Informações do perfil geológico da travessa 12417 do nível 527 – Sucuri.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho) S_0 – 330/25, 330/30, 320/30, 345/60, 345/60, 370/35; D1 – 340/40, 335/45; FV_{capa} – 320/65</p>
<p>Observações da Estrutura do Maciço A extensão de 7,6 m de brecha dolomítica, justaposta ao corpo de minério, sugere uma condição de perturbação média ao maciço da capa.</p>

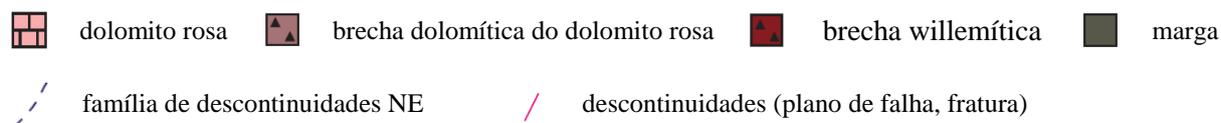
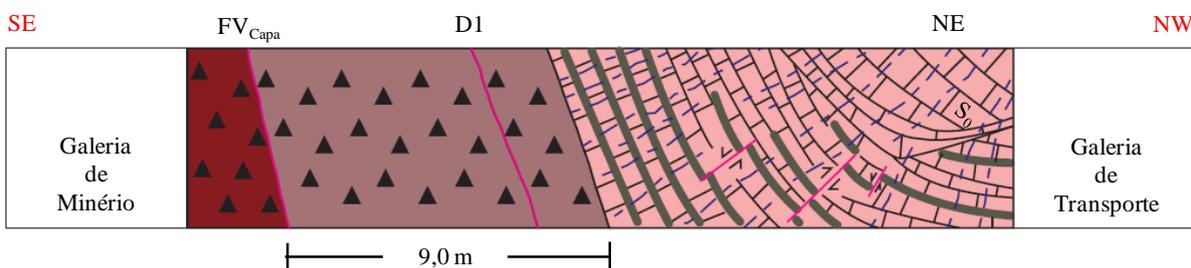
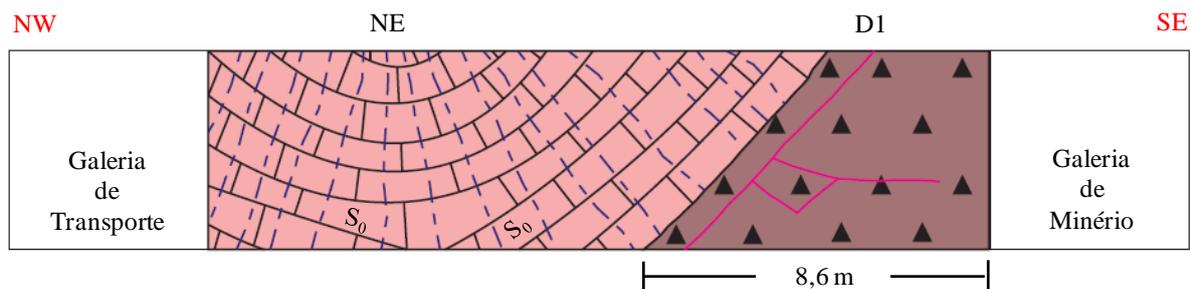


Figura C.14 – Perfil geológico da travessa 12440 do Nível 527 – Sucuri – Parede SW.

Tabela C.7 – Informações do perfil geológico da travessa 12440 do nível 527 – Sucuri.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho) S_0 – 285/10, 315/40, 325/85, 315/65, 320/45, 285/45; NE – 145/55; D1 – 320/60; FV_{capa} 330/60</p>
<p>Observações da Estrutura do Maciço A extensão de 9,0 m de brecha dolomítica, justaposta ao corpo de minério, sugere uma condição de perturbação média ao maciço da capa.</p>

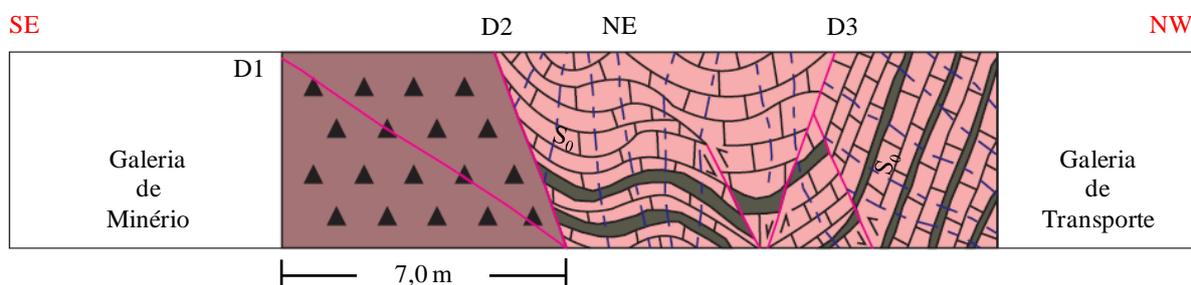


- dolomito rosa brecha dolomítica do dolomito rosa
- família de descontinuidades NE descontinuidades (plano de falha, fratura)

Figura C.15 – Perfil geológico da travessa 12465 do Nível 527 – Sucuri – Parede NE.

Tabela C.8 – Informações do perfil geológico da travessa 12465 do nível 527 – Sucuri.

Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho) S_0 – 130/25, 150/25, 320/35, 330/40; D1 – 330/60.
Observações da Estrutura do Maciço A extensão de 8,6 m de brecha dolomítica, justaposta ao corpo de minério, sugere uma condição de perturbação média ao maciço da capa.



- dolomito rosa brecha dolomítica do dolomito rosa marga
- família de descontinuidades NE descontinuidades (plano de falha, fratura)

Figura C.16 – Perfil geológico da travessa 12515 do Nível 527 – Sucuri – Parede SW.

Tabela C.9 – Informações do perfil geológico da travessa 12515 do nível 527 – Sucuri.

Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho) S_0 – 140/65, 325/65; D1 – 330/30, 335/30; D2 – 325/55, 310/60; D3 – 150/60, 155/65.
Observações da Estrutura do Maciço A extensão de 7,0 m de brecha dolomítica, justaposta ao corpo de minério, sugere uma condição de perturbação média ao maciço da capa.

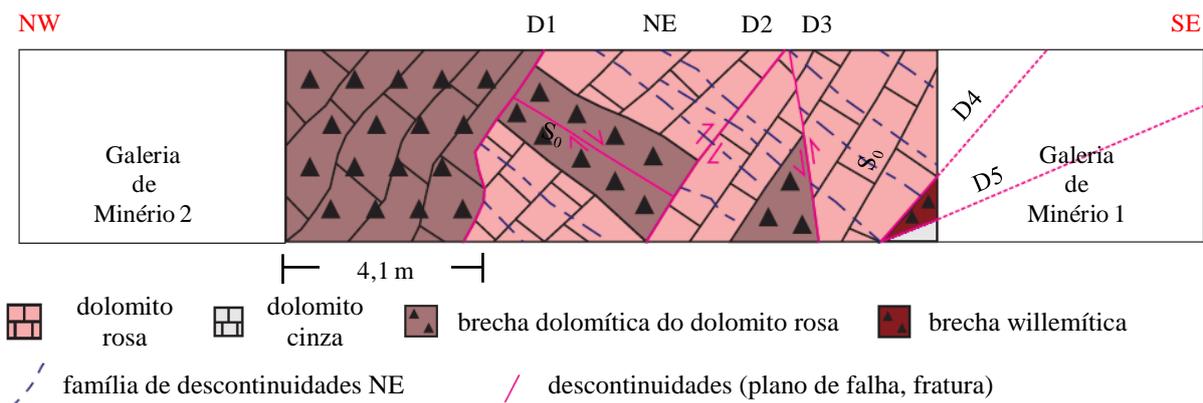


Figura C.17 – Perfil geológico da travessa 12292 do Nível 455 – Sucuri – Parede NE.

Tabela C.10 – Informações do perfil geológico da travessa 12292 do nível 455 – Sucuri.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho)</p> <p>S_0 – 309/50, 318/45, 304/60; D1 – 312/75; D2 – 312/68; D3 – 124/80; D4 – 312/50; D5 - 304/22.</p>
<p>Observações da Estrutura do Maciço</p> <p>1- Esta travessa refere-se a uma condição especial, semelhante à condição descrita na Figura C.8. Neste perfil há um corpo de minério e uma lente secundária de minério. Assim, visualizam-se duas galerias de minério, 1 e 2, referentes ao corpo de minério e à lente secundária de minério, respectivamente.</p> <p>2- A extensão de 4,1 m de brecha dolomítica sugere uma perturbação baixa. Entretanto, somando-se a esta uma lente secundária de minério e um dolomito rosa com planos de falha e plano de acamamento (S_0) com ângulo de mergulho elevado, sugere-se uma perturbação baixa a média ao maciço da capa.</p>

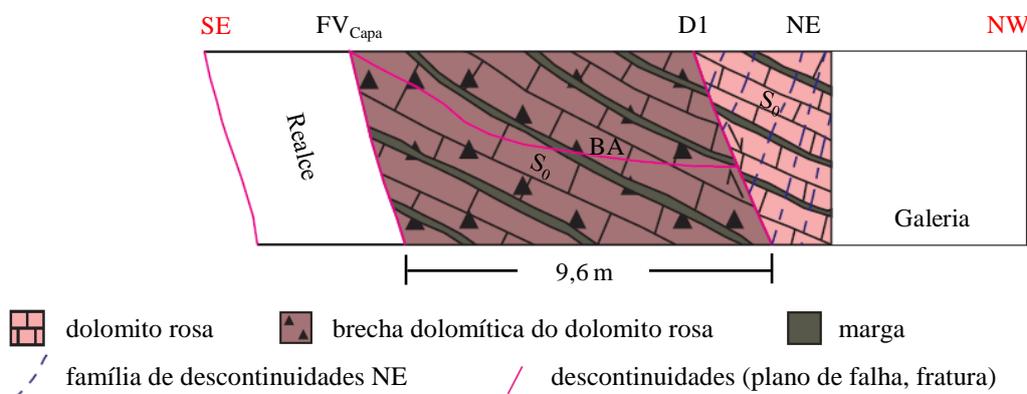


Figura C.18 – Perfil geológico da travessa 12775 do Nível 388 – Sucuri – Parede SW.

Tabela C.11 – Informações do perfil geológico da travessa 12775 do nível 388 – Sucuri.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho)</p> <p>S_0 – 335/20; D1 – 305/60; BA – 240/10; FV_{Capa} – 305/50</p>
<p>Observações da Estrutura do Maciço</p> <p>1- Esta travessa refere-se a uma condição especial, semelhante à condição descrita na Figura C.8. Neste perfil há um relevo e uma galeria secundária posicionada na parte mais oeste da capa.</p> <p>2- O plano de acamamento (S_0), visualizado na brecha, apresenta mergulho suave próximo a ZCV. E o relevo apresenta paredes de capa e lapa regulares, sinalizando para uma condição de baixa diluição não planejada.</p> <p>3- A extensão de 9,6 m de brecha dolomítica, justaposta ao corpo de minério, sugere uma condição de perturbação média ao maciço da capa.</p>

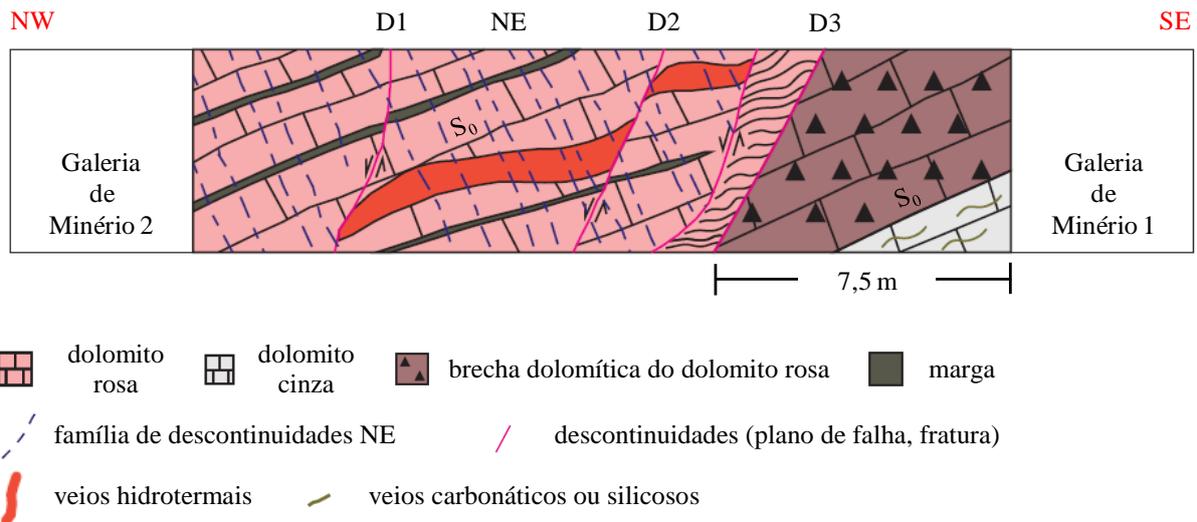


Figura C.19 – Perfil geológico da travessa 13055 do Nível 388 – Sucuri – Parede NE.

Tabela C.12 – Informações do perfil geológico da travessa 13055 do nível 388 – Sucuri.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho) S_0 – 310/45; NE – 160/55; D1 – 325/65; D2 – 335/55; D3 – 312/74.</p>
<p>Observações da Estrutura do Maciço</p> <p>1- Esta travessa refere-se a uma condição especial, semelhante à condição descrita na Figura C.8. Neste perfil há um corpo de minério e uma lente secundária de minério. Assim, visualizam-se duas galerias de minério, 1 e 2, referentes ao corpo de minério e à lente secundária de minério, respectivamente.</p> <p>2- A extensão de 7,5 m de brecha dolomítica sugere uma perturbação média ao maciço da capa.</p>

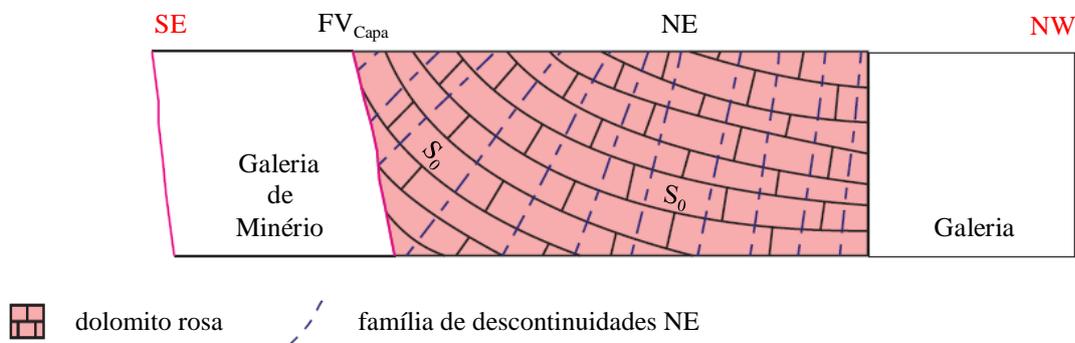


Figura C.20 – Perfil geológico da travessa 12850 do Nível 345 – Sucuri – Parede SW.

Tabela C.13 – Informações do perfil geológico da travessa 12850 do nível 345 – Sucuri.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho) S_0 – 345/25, 325/30, 330/50; FV_{Capa} – 325/75.</p>
<p>Observações da Estrutura do Maciço</p> <p>1- Esta travessa refere-se a uma condição especial, semelhante à condição descrita na Figura C.8. Neste perfil há um realce e uma galeria secundária, esta posicionada na parte mais oeste da capa.</p> <p>2- A inexistência de brecha dolomítica sugere uma condição de perturbação baixa, ao maciço da capa.</p>

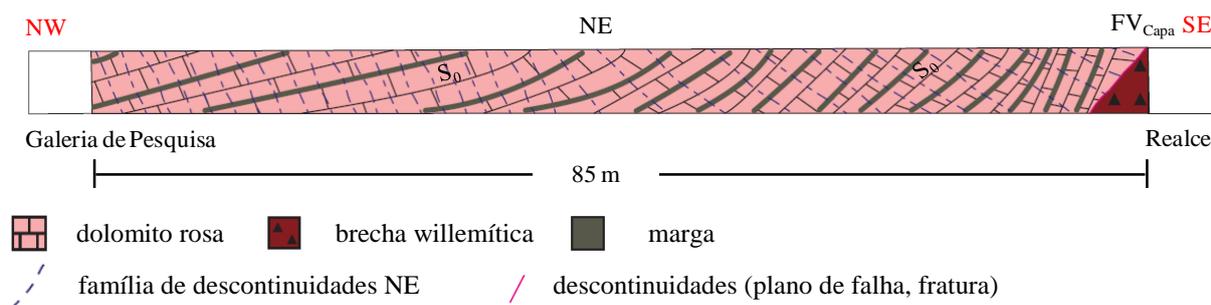


Figura C.21 – Perfil geológico da travessa 9700 do Nível 500 – Lumiadeira – Parede NE.

Tabela C.14 – Informações do perfil geológico da travessa 9700 do nível 500 – Lumiadeira.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho) S_0 – 320/25, 350/20, 310/35, 345/56 320/50, 300/55; NE – 125/65; NW – 225/65, 230/65; FV_{Capa} – 305/40.</p>
<p>Observações da Estrutura do Maciço</p> <ol style="list-style-type: none"> 1- Esta travessa refere-se a uma condição especial, semelhante à condição descrita na Figura C.8. Neste perfil há um realce e uma galeria de pesquisa posicionada na parte mais oeste da capa. 2- Neste realce, já lavrado e sem enchimento, identificou-se o som de deslocamentos, supostamente da capa. 3- A inexistência de brecha dolomítica sugere uma condição de perturbação baixa ao maciço da capa.

Os perfis geológicos mapeados da capa situam-se na região Sucuri, exceto o último, referente à travessa 9700 do nível 500, que se localiza na região Lumiadeira. A análise destes perfis geológicos permite conclusões acerca das litologias e das estruturas, presentes na capa (HW) do corpo de minério. No que se refere às litologias justapostas ao corpo de minério, há dois tipos litológicos, brecha dolomítica e dolomito rosa. A brecha dolomítica, a princípio, representa a litologia mais frequente, e sua extensão medida nestas travessas varia entre 7,0 a 9,8 m. Entretanto, cabe ressaltar que esta litologia pode ser separada em dois subtipos. Um primeiro subtipo, onde o maciço está muito fraturado, porém o plano de acamamento (S_0) está preservado (Figura C.10, Figura C.11, Figura C.12, Figura C.13, Figura C.18 e Figura C.19). E um segundo subtipo, onde o plano de acamamento (S_0) não existe e as estruturas apresentam um padrão amendoado ou caótico (Figura C.14, Figura C.15 e Figura C.16). Já o dolomito rosa constitui-se na litologia menos frequente e foi identificado em três perfis geológicos (Figura C.17, Figura C.20 e Figura C.21).

Quanto às características estruturais, estas são descritas separadamente para as brechas e para o dolomito rosa. As brechas apresentam quatro famílias de descontinuidades, conforme descrição presente no Anexo D. Para a brecha dolomítica, onde o plano de acamamento (S_0) é visível, estas descontinuidades impõem uma estrutura homogênea ao maciço, equivalente àquela descrita na tabela do GSI, Capítulo 6, como muito fraturada (Figura C.22).

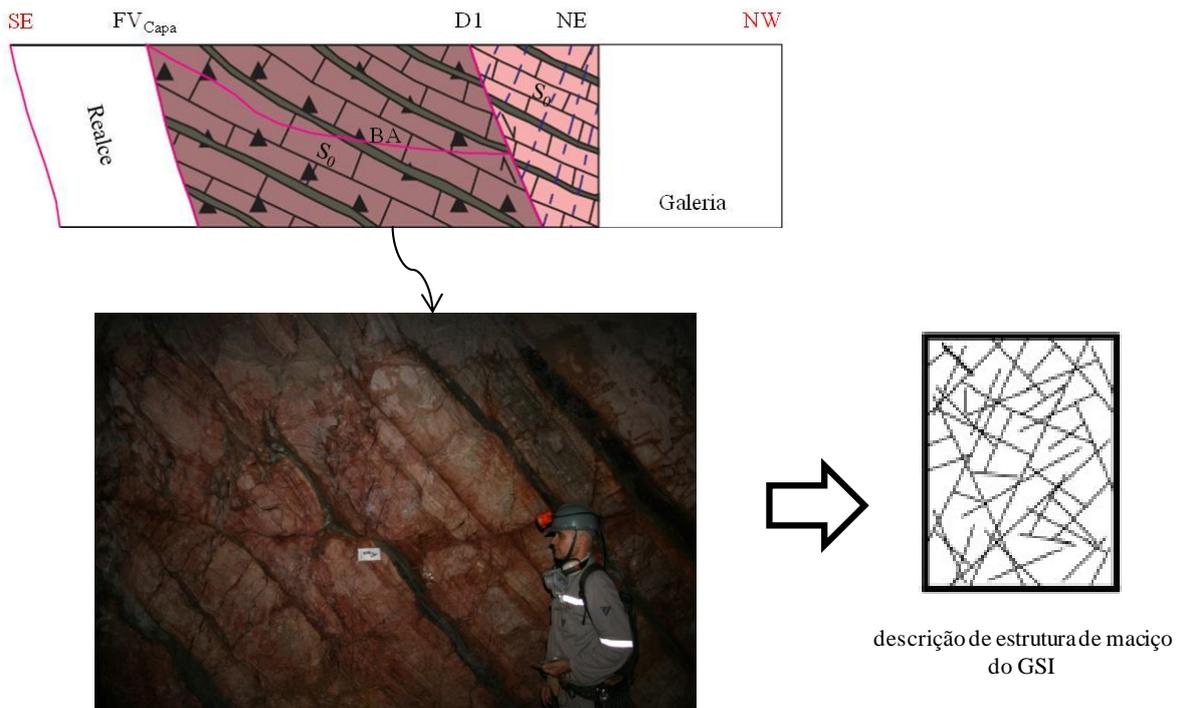


Figura C.22 – Estrutura do maciço da brecha dolomítica de capa com S_0 preservado e visível.

Para a brecha dolomítica, onde o plano de acamamento (S_0) não está preservado, as descontinuidades impõem uma estrutura homogênea ao maciço, equivalente àquela descrita na tabela do GSI, Capítulo 6, como fraturada/perturbada/pobre (Figura C.23). Cabe observar que, a mesma estrutura de maciço também é verificada para a brecha willemítica.

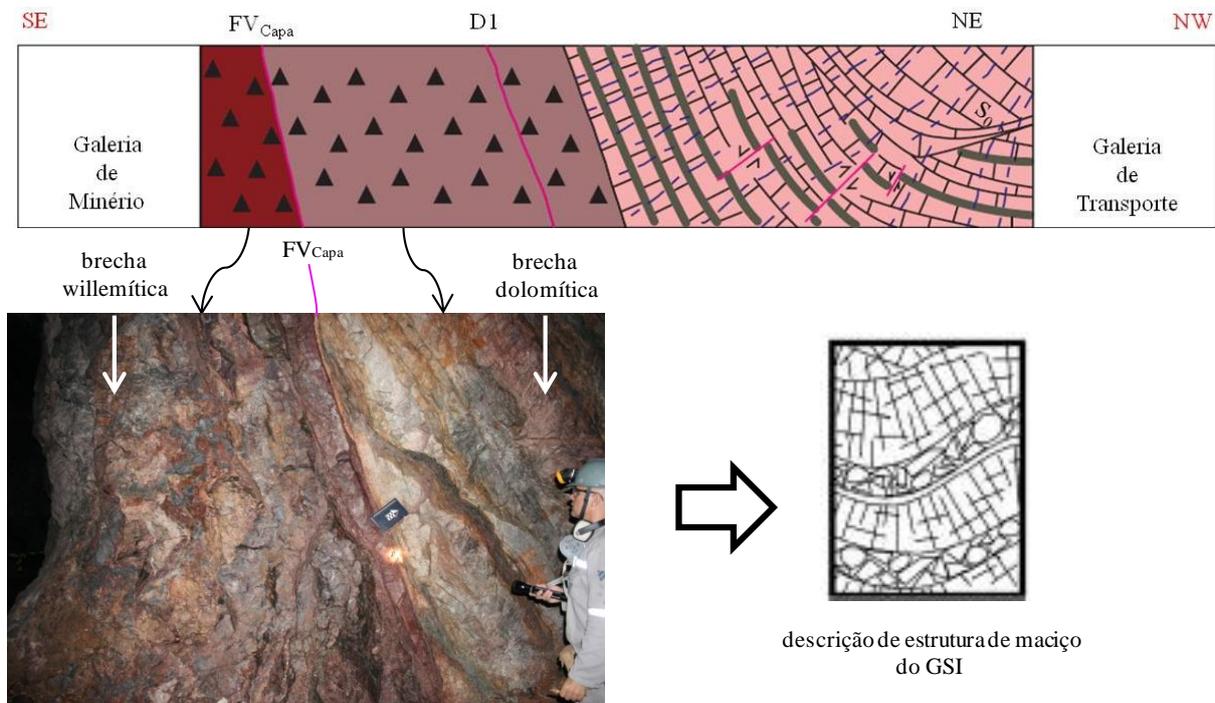


Figura C.23 – Estrutura do maciço da brecha dolomítica de capa e da brecha willemítica.

Já o dolomito rosa apresenta três famílias frequentes, conforme descrição presente no Anexo D, cuja intersecção impõe uma estrutura homogênea ao maciço, equivalente àquela descrita na tabela do GSI, Capítulo 6, como fraturada (Figura C.24).

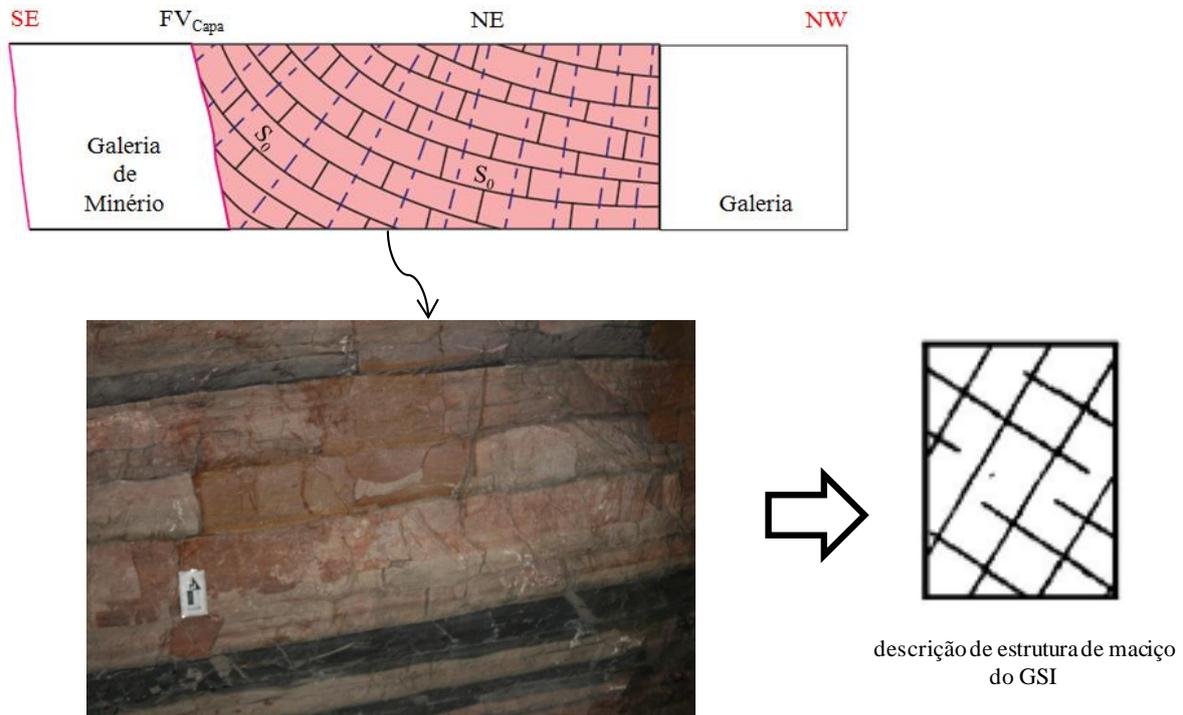


Figura C.24 – Estrutura do maciço do dolomito rosa.

C.2 – PERFIS DA LAPA

Os perfis da capa estão descritos, a seguir, nas Figuras C.25 a C42, e nas Tabelas C15 a C32.

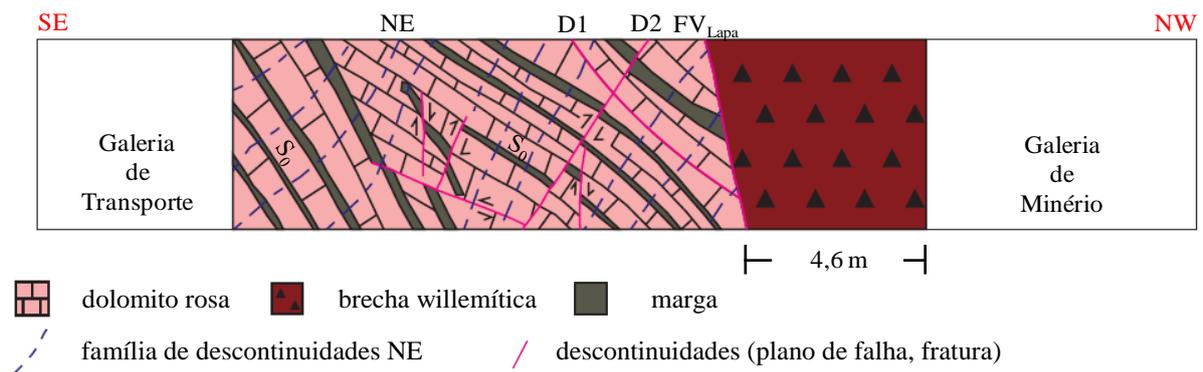


Figura C.25 – Perfil geológico da travessa 12515 do Nível 527 – Sucuri – Parede SW.

Tabela C.15 – Informações do perfil geológico da travessa 12515 do nível 527 – Sucuri.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho) S_0 – 325/55, 335/50, 330/40; NE – 120/40, 125/30, 135/35; D1 – 235/55; D2 – 135/50; FV_{Lapa} – 305/65.</p> <p>Observações da Estrutura do Maciço A inexistência de dolomito brechado sugere uma condição de perturbação baixa ao maciço da lapa, muito embora, haja a rotação de blocos e presença de falhas (D_i).</p>
--

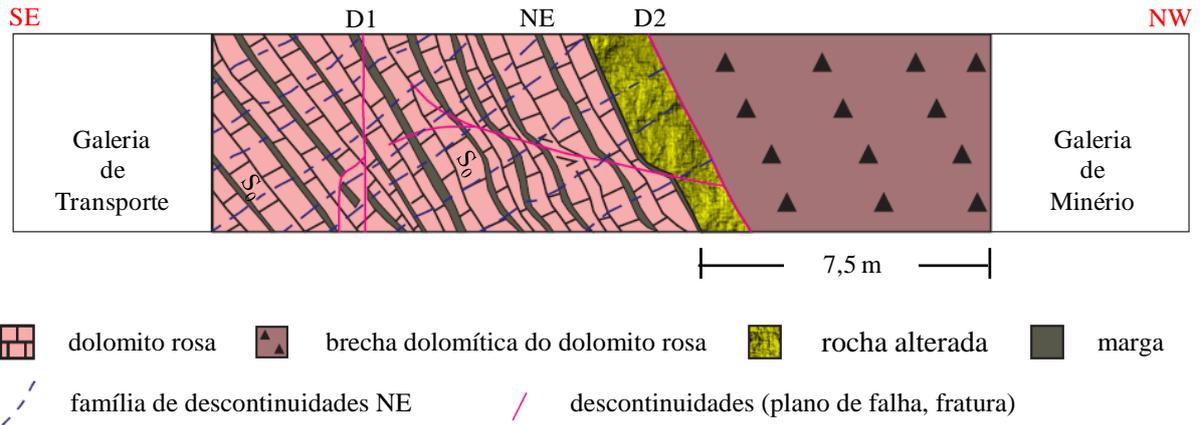


Figura C.26 – Perfil geológico da travessa 12540 do Nível 527 – Sucuri – Parede SW.

Tabela C.16 – Informações do perfil geológico da travessa 12540 do nível 527 – Sucuri.

Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho) $S_0 - 320/65, 295/65, 320/50$; $D1 - 335/89$; $D2 - 345/65$; $BA - 330/25$; $FV_{Lapa} - 320/50$.
Observações da Estrutura do Maciço 1- A FV_{Lapa} foi medida na galeria de minério. 2- A extensão de 7,5 m de brecha dolomítica sugere uma perturbação média ao maciço da lapa.

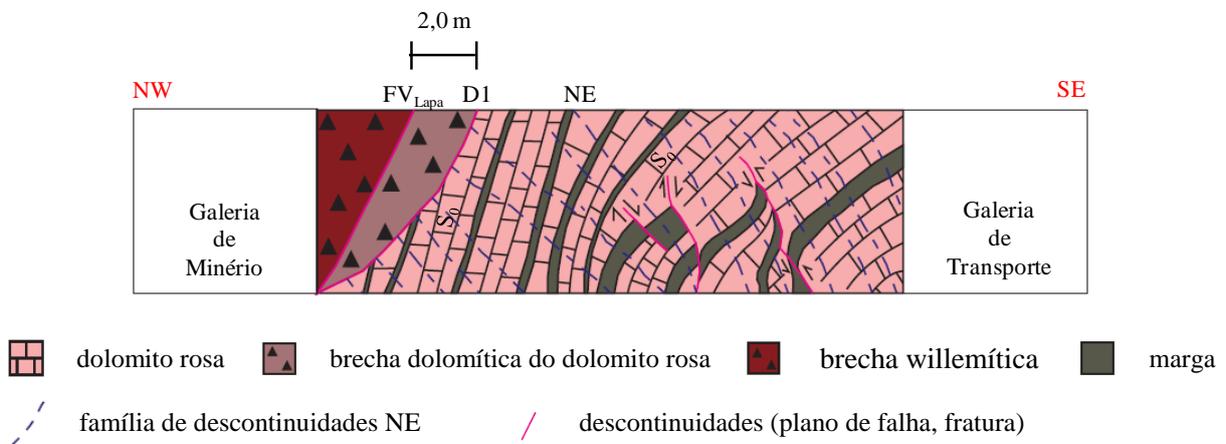


Figura C.27 – Perfil geológico da travessa 12565 do Nível 527 – Sucuri – Parede NE.

Tabela C.17 – Informações do perfil geológico da travessa 12565 do nível 527 – Sucuri.

Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho) $S_0 - 300/65, 320/65, 315/65, 320/65, 335/40$; $D1 - 300/50$; $FV_{Capa} - 315/60$.
Observações da Estrutura do Maciço A extensão de 2,0 m de brecha dolomítica e o pequeno número de descontinuidades (D_1), pouco persistentes, sugerem uma condição de perturbação baixa ao maciço da lapa.

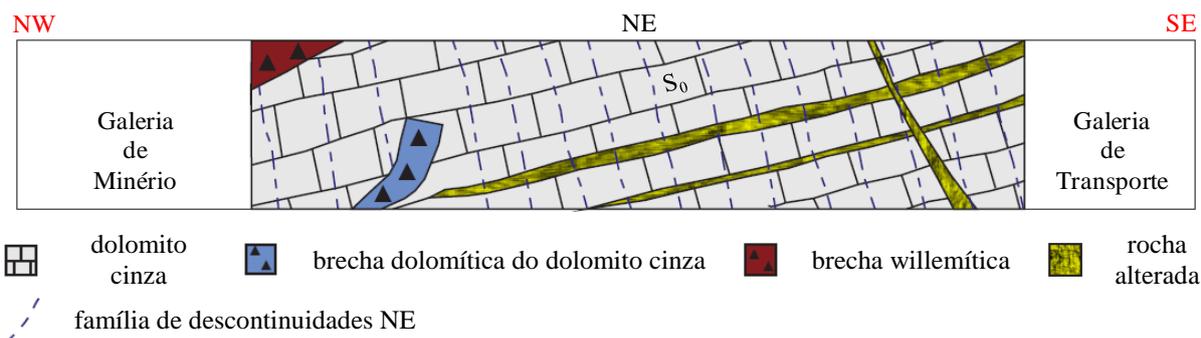


Figura C.28 – Perfil geológico da travessa 12292 do Nível 455 – Sucuri – Parede NE.

Tabela C.18 – Informações do perfil geológico da travessa 12292 do nível 455 – Sucuri.

Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho) $S_0 - 283/15$; $D1 - 145/60$; $FV_{Lapa} - 304/22$.
Observações da Estrutura do Maciço 1- A FV_{Lapa} foi medida na galeria de minério. 2- A existência incipiente de brecha dolomítica, a inexistência de planos de descontinuidade (D_i) e a preservação dos planos de acamamento (S_0), do dolomito cinza, sugerem uma condição de perturbação baixa ao maciço da lapa, muito embora, verifiquem-se planos de alteração entre travessa e galeria de transporte, devido à presença de uma fenda na interseção.

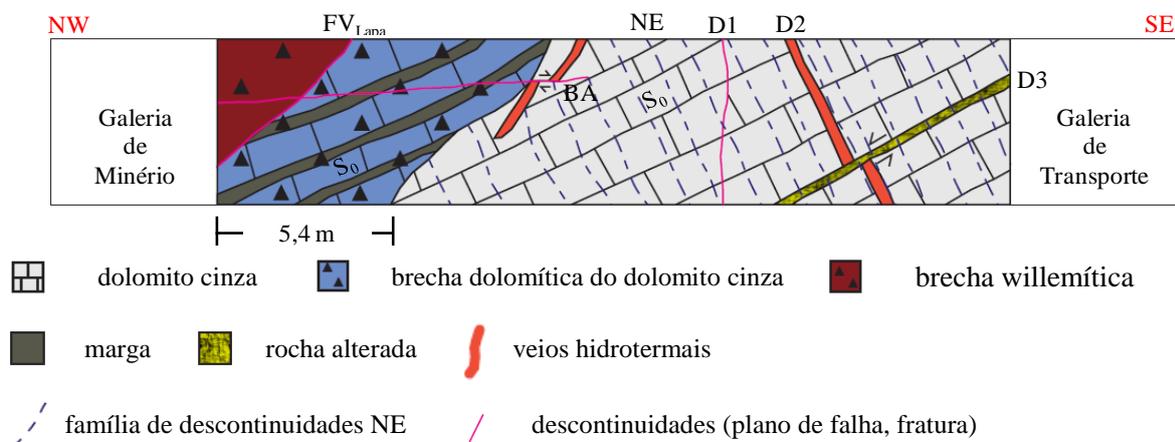


Figura C.29 – Perfil geológico da travessa 12247 do Nível 455 – Sucuri – Parede NE.

Tabela C.19 – Informações do perfil geológico da travessa 12247 do nível 455 – Sucuri.

Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho) $S_0 - 316/25$; $D1 - 310/90$; $D2 - 125/65$; $D3 - 295/30$; $FV_{Lapa} - 310/55$.
Observações da Estrutura do Maciço 1- A extensão de 5,4 m de brecha dolomítica, justaposta ao corpo de minério, sugere uma condição de perturbação média ao maciço da lapa. 2- Há uma fenda no teto da interseção entre a travessa e a galeria de transporte, que condiciona a alteração da D3.

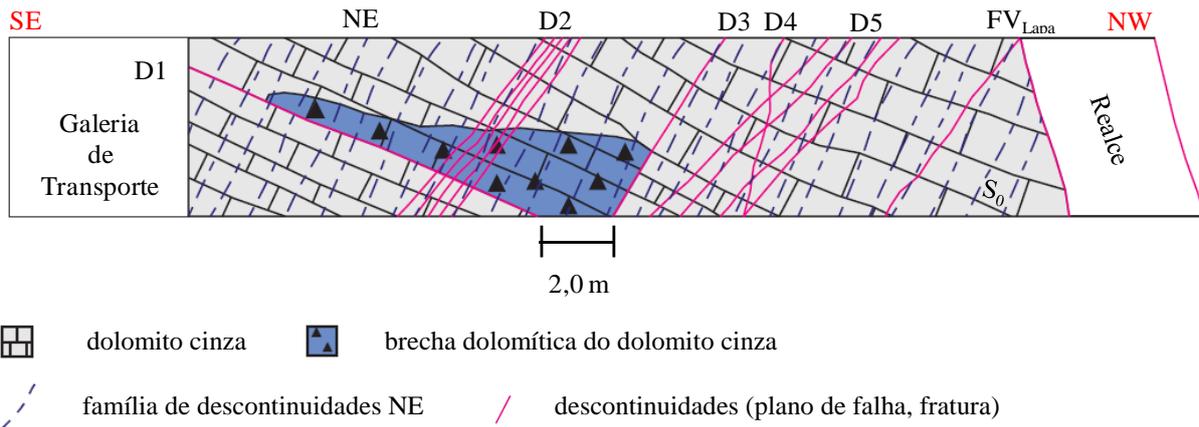


Figura C.30 – Perfil geológico da travessa 12775 do Nível 388 – Sucuri – Parede SW.

Tabela C.20 – Informações do perfil geológico da travessa 12775 do nível 388 – Sucuri.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho) S_0 – 340/20, 345/10; D1 – 325/20, 330/23; D2 – 110/30, 120/30; D3 – 115/70, 110/68; D4 – 100/75; D5 – 135/45, 137/50, 145/45; FV_{Lapa} – 300/75.</p>
<p>Observações da Estrutura do Maciço A pequena extensão de brecha dolomítica, afastada do realce, e a preservação dos planos de acamamento (S_0) sugerem uma condição de perturbação baixa ao maciço da lapa, muito embora, haja numerosos planos de descontinuidades (D_i).</p>

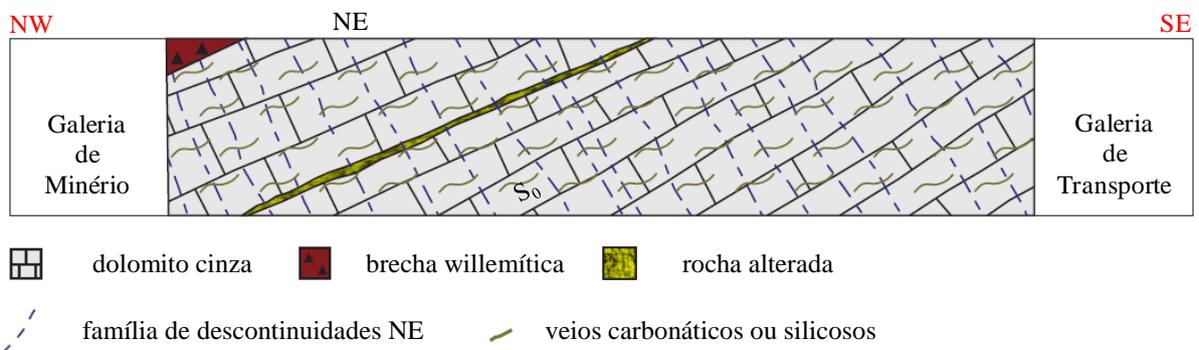


Figura C.31 – Perfil geológico da travessa 13055 do Nível 388 – Sucuri – Parede NE.

Tabela C.21 – Informações do perfil geológico da travessa 13055 do nível 388 – Sucuri.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho) S_0 – 350/30, 345/25.</p>
<p>Observações da Estrutura do Maciço A inexistência de brecha dolomítica e a preservação dos planos de acamamento (S_0) sugerem uma condição de perturbação baixa ao maciço da lapa, muito embora, verifiquem-se condições de alteração localizada e a presença de veios carbonáticos ou silicosos no dolomito cinza.</p>

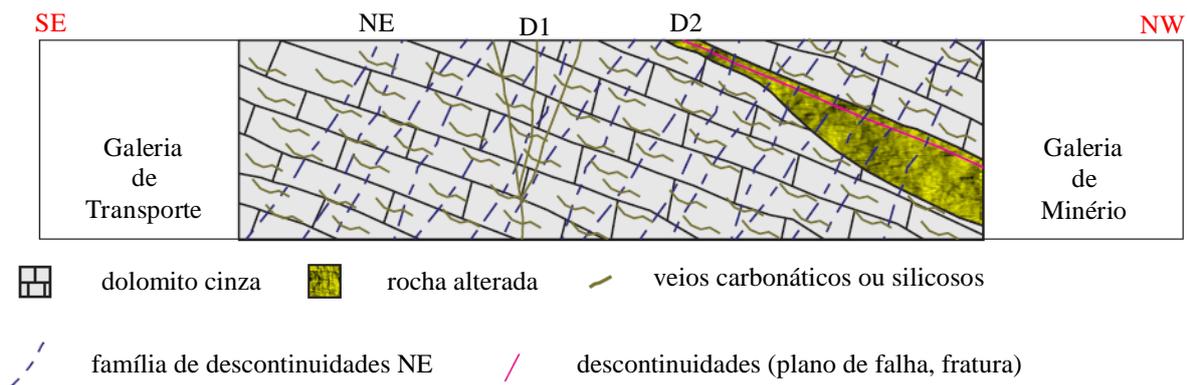


Figura C.32 – Perfil geológico da travessa 13090 do Nível 388 – Sucuri – Parede SW.

Tabela C.22 – Informações do perfil geológico da travessa 13090 do nível 388 – Sucuri.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho) $S_0 - 275/20$; $D1 - 120/85$; $D2 - 260/25$.</p> <p>Observações da Estrutura do Maciço A inexistência de brecha dolomítica e a preservação dos planos de acamamento (S_0) sugerem uma condição de perturbação baixa ao maciço da lapa, muito embora, verifiquem-se condições de alteração localizada e a presença de veios carbonáticos ou silicosos no dolomito cinza.</p>

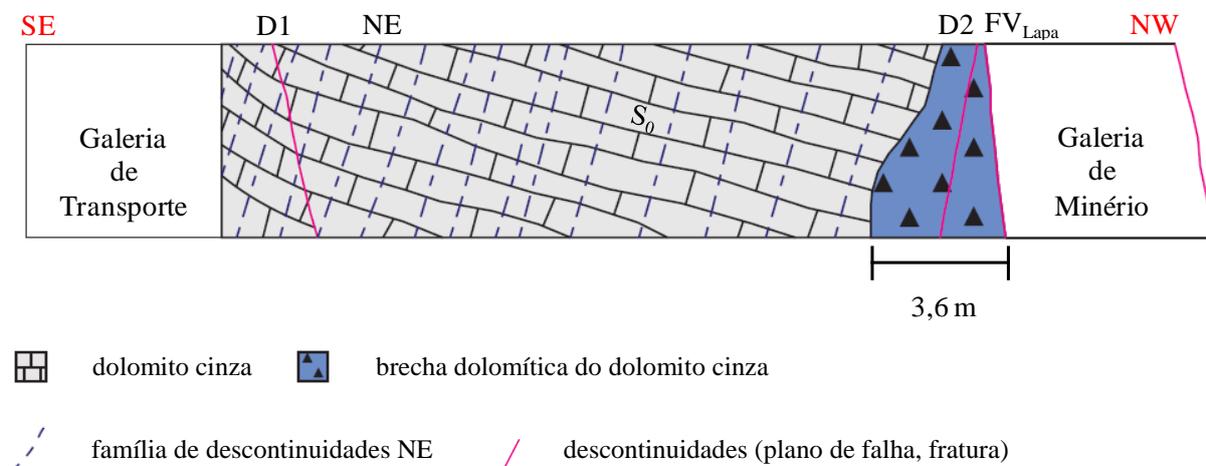


Figura C.33 – Perfil geológico da travessa 12850 do Nível 345 – Sucuri – Parede SW.

Tabela C.23 – Informações do perfil geológico da travessa 12850 do nível 345 – Sucuri.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho) $S_0 - 300/25$; $D1 - 340/60$; $D2 - 140/80$; $FV_{Lapa} - 310/70$.</p> <p>Observações da Estrutura do Maciço A extensão de 3,6 m de brecha dolomítica, a presença de poucos planos de descontinuidades (D_i) e a preservação dos planos de acamamento (S_0) sugerem uma condição de perturbação baixa ao maciço da lapa.</p>
--

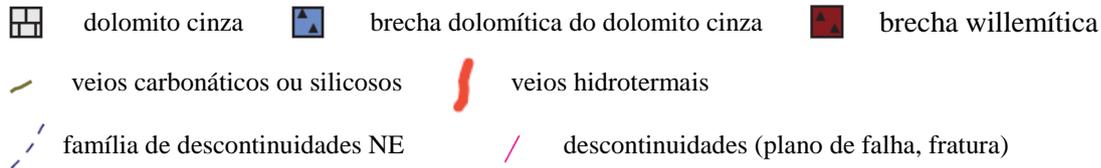
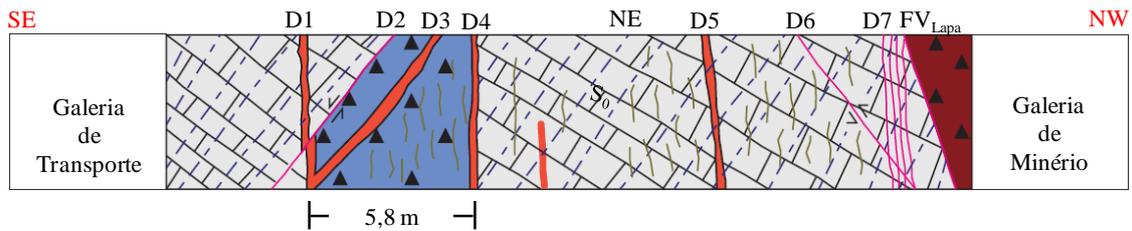


Figura C.34 – Perfil geológico da travessa 12925 do Nível 345 – Sucuri – Parede SW.

Tabela C.24 – Informações do perfil geológico da travessa 12925 do nível 345 – Sucuri.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho)</p> <p>S_0 – 347/17, 345/25, 350/25, 335/20; D1 – 325/85, 327/90; D2 – 140/45, 150/40; D3 – 140/50; D4 – 130/70, 155/80; D5 – 330/85, 327/85; D6 – 315/40; 320/37; D7 – 140/80; FV_{Lapa} – 320/75, 320/77.</p>
<p>Observações da Estrutura do Maciço</p> <p>Embora a brecha dolomítica esteja afastada da ZCV e os planos de acamamento (S_0) estejam preservados, a presença dos planos de descontinuidades (D_i), dos veios carbonáticos ou silicosos e dos veios hidrotermais ferro-carbonáticos sugerem uma condição de perturbação baixa a média ao maciço da lapa.</p>

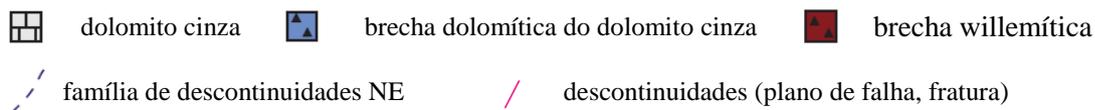
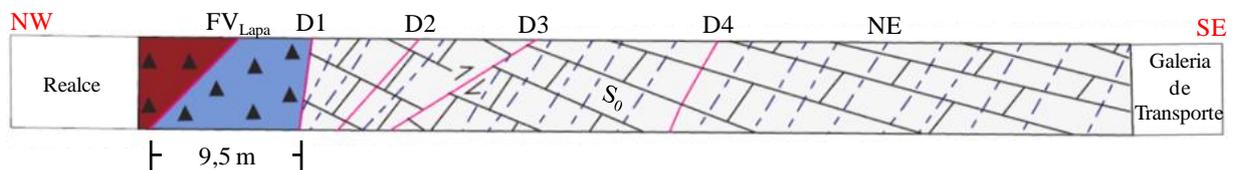


Figura C.35 – Perfil geológico da travessa 9700 do Nível 500 – Lumiadeira – Parede NE.

Tabela C.25 – Informações do perfil geológico da travessa 9700 do nível 500 – Lumiadeira.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho)</p> <p>S_0 – 170/30, 115/30; D1 – 330/70; D2 – 305/35; D3 – 280/20; D4 – 300/85; FV_{Lapa} – 325/35.</p>
<p>Observações da Estrutura do Maciço</p> <p>A extensão de 9,5 m de brecha dolomítica sugere uma condição de perturbação média ao maciço da lapa, muito embora, verifique-se a boa preservação dos planos de acamamento (S_0) no dolomito cinza.</p>

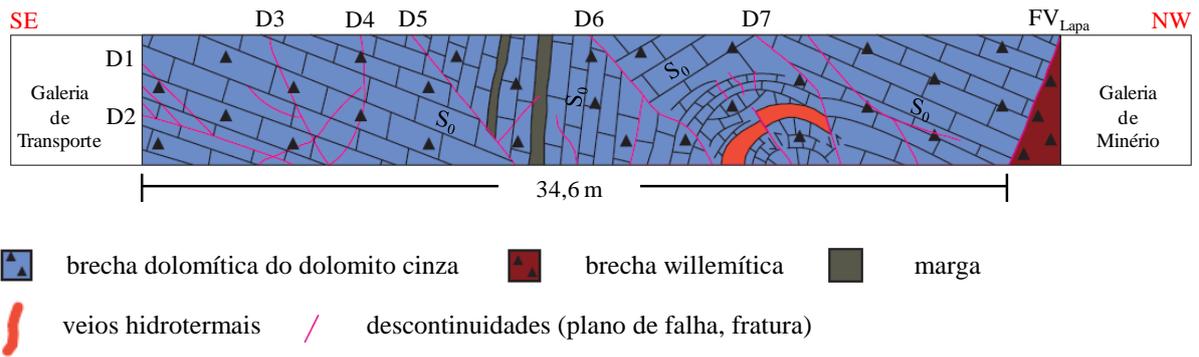


Figura C.36 – Perfil geológico da travessa 9890 do Nível 484 – Lumiadeira – Parede SW.

Tabela C.26 – Informações do perfil geológico da travessa 9890 do nível 484 – Lumiadeira.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho)</p> <p>S_0 – 312/25, 140/70; D1 – 310/40, 290/65; D2 – 270/30; D3 – 295/65; D4 – 140/75; D5 – 325/45; D6 – 340/65; D7 – 340/85; FV_{Lapa} – 190/85.</p>
<p>Observações da Estrutura do Maciço</p> <p>1- A presença de brecha dolomítica, ao longo de toda a travessa, sugere uma condição de perturbação alta ao maciço da lapa. Contribuem para a interpretação de uma perturbação alta, a rotação de blocos, evidenciada pela variação das atitudes do plano de acamamento (S_0), e a presença de planos de descontinuidades (D_i), muito embora, os planos de acamamento (S_0) estejam preservados.</p> <p>2- A inversão da direção de mergulho da FV_{Lapa} evidencia o caráter anastomosado da FV.</p>

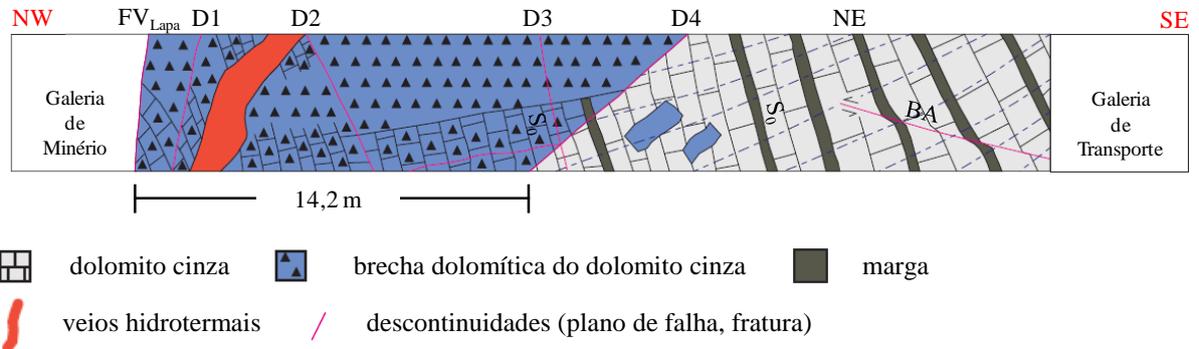
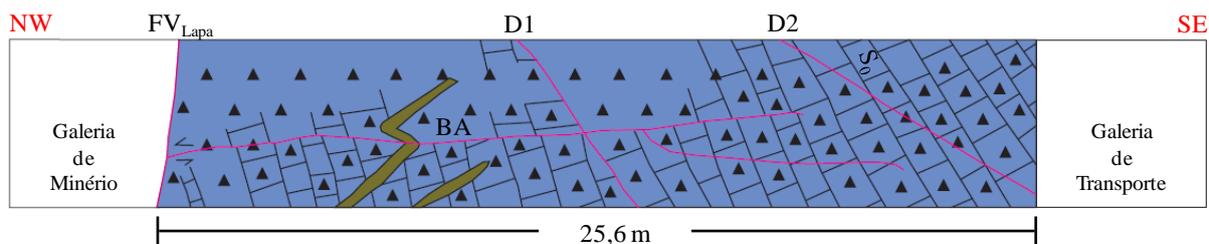


Figura C.37 – Perfil geológico da travessa 9300 do Nível 455 – Lumiadeira – Parede NE.

Tabela C.27 – Informações do perfil geológico da travessa 9300 do nível 455 – Lumiadeira.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho)</p> <p>S_0 – 160/65, 155/64; D1 – 308/80; D2 – 140/70; D3 – 150/80; D4 – 338/52; FV_{Lapa} – 327/67.</p>
<p>Observações da Estrutura do Maciço</p> <p>A extensão de 14,2 m de brecha dolomítica sugere uma condição de perturbação alta ao maciço da lapa. Somam-se a esta extensão de brecha dolomítica, a presença de veios hidrotermais ferro-carbonáticos e dos planos de descontinuidades (D_i).</p>

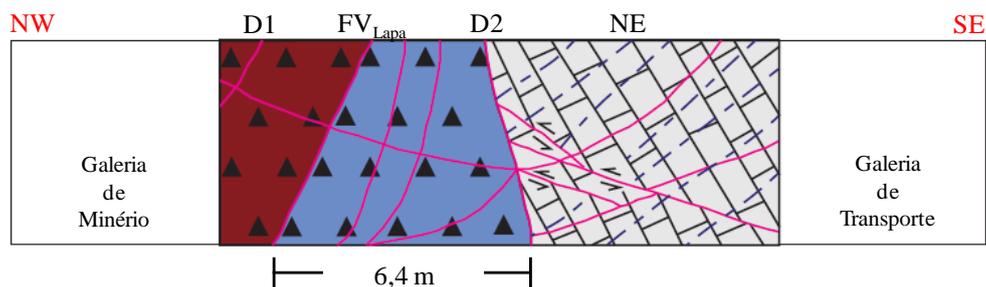


brecha dolomítica do dolomito cinza
 marga
 discontinuidades (plano de falha, fratura)

Figura C.38 – Perfil geológico da travessa 9343 do Nível 455 – Lumiadeira – Parede NE.

Tabela C.28 – Informações do perfil geológico da travessa 9343 do nível 455 – Lumiadeira.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho)</p> <p>S₀ – 150/65; D1 – 155/59; D2 – 175/30; 140/30; BA – 260/10; FV_{Lapa} – 320/62.</p>
<p>Observações da Estrutura do Maciço</p> <p>A presença de brecha dolomítica, ao longo de 25,6 m da travessa, sugere uma condição de perturbação alta ao maciço da lapa. Soma-se a esta extensão de brecha dolomítica, a presença dos planos de descontinuidades (D_i).</p>



dolomito cinza
 brecha dolomítica do dolomito cinza
 brecha willemítica
 família de descontinuidades NE
 discontinuidades (plano de falha, fratura)

Figura C.39 – Perfil geológico da travessa 9425 do Nível 455 – Lumiadeira – Parede NE.

Tabela C.29 – Informações do perfil geológico da travessa 9425 do nível 455 – Lumiadeira.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho)</p> <p>S₀ – 140/65; D1 – 335/60; D2 – 153/75; D3 – 022/20; BA – 130/20; FV_{Lapa} – 320/62.</p>
<p>Observações da Estrutura do Maciço</p> <ol style="list-style-type: none"> 1- A descontinuidade D1 é persistente ao longo da galeria de minério e caracteriza-se por fendas, que se abrem e se fecham. 2- A extensão de 6,4 m de brecha dolomítica sugere, a princípio, uma condição de perturbação média. Entretanto, soma-se a esta extensão de brecha dolomítica, um intenso fraturamento, o que sugere uma condição de perturbação de média a alta ao maciço da lapa.

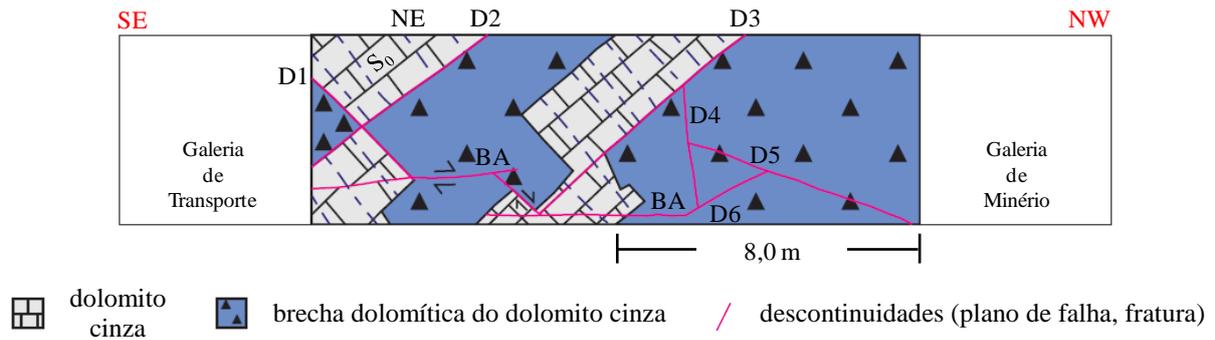


Figura C.40 – Perfil geológico da travessa 9470 do Nível 420 – Lumiadeira – Parede SW.

Tabela C.30 – Informações do perfil geológico da travessa 9470 do nível 420 – Lumiadeira.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho)</p> <p>D1 – 330/30; D2 – 145/50; D3 – 135/45, 140/55; D4 – 315/75; D5 – 345/10, 350/15; D6 – 145/50; BA – 160/10, 135/15, 080/15.</p>
<p>Observações da Estrutura do Maciço</p> <p>1- O dolomito brechado estende-se ao longo de toda a travessa, até a gaveta posicionada mais a sudeste da galeria de transporte.</p> <p>2- Esta extensão do dolomito brechado, maior do que 10 m, sugere uma condição de perturbação alta, ao maciço da lapa. Soma-se a esta extensão de brecha dolomítica, um intenso fraturamento da travessa.</p>

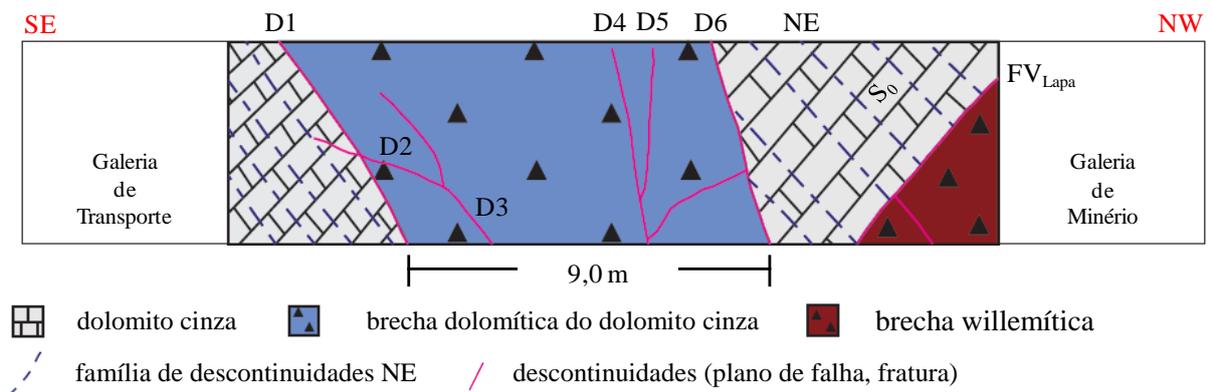


Figura C.41 – Perfil geológico da travessa 9445 do Nível 420 – Lumiadeira – Parede SW.

Tabela C.31 – Informações do perfil geológico da travessa 9445 do nível 420 – Lumiadeira.

<p>Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho)</p> <p>S₀ – 150/60, 140/65, 120/40, 115/65; D1 – 000/50; D2 – 340/30; D3 – 180/50; D4 – 310/70; D5 – 140/85; D6 – 310/70; FV_{Lapa} – 200/70.</p>
<p>Observações da Estrutura do Maciço</p> <p>1- Nesta travessa há um grande número de pequenas fraturas pouco persistentes, que não estão representadas no perfil anterior.</p> <p>2- Todas as descontinuidades apresentam uma película de material argiloso.</p> <p>3- Embora a extensão de 9 m de brecha dolomítica não esteja justaposta ao corpo de minério, e sim bem próxima, a associação desta condição àquelas descritas no Item 1 e 2 sugerem uma condição de perturbação média ao maciço da lapa.</p>

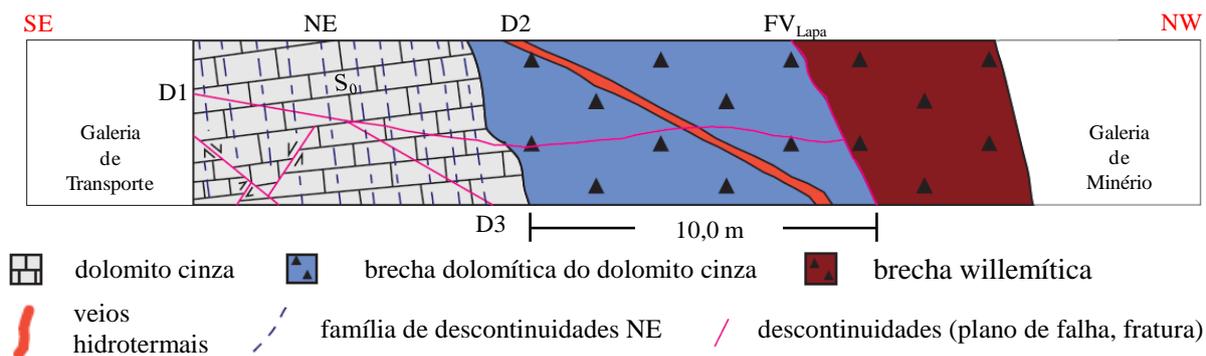


Figura C.42 – Perfil geológico da travessa 9475 do Nível 388 – Lumiadeira – Parede SW.

Tabela C.32 – Informações do perfil geológico da travessa 9475 do nível 388 – Lumiadeira.

Atitudes de Descontinuidades (direção de mergulho / mergulho)
S ₀ – 175/18, 165/18; D1 – 250/50, 248/55, 240/65; D2 – 315/35; D3 – 300/30, 297/35, 297/40; FV _{Lapa} – 325/70.
Observações da Estrutura do Maciço
A extensão de 10 m de brecha dolomítica sugere uma condição de perturbação alta ao maciço da lapa.

Os perfis geológicos mapeados da lapa situam-se parte na região Sucuri (Figura C.25 a Figura C.34) e parte na região Lumiadeira (Figura C.35 a Figura C.42). A análise dos perfis geológicos da lapa permite conclusões acerca das litologias e das estruturas presentes na lapa (FW) do corpo de minério. Esta análise, no que se refere às litologias justapostas ao corpo de minério, demonstra condições distintas entre as regiões Sucuri e Lumiadeira, como pode ser observado na Tabela C.33.

Tabela C.33 – Tipos litológicos da lapa nas regiões Sucuri e Lumiadeira.

Região da Mina	Tipo Litológico da Lapa (justaposto ao corpo de minério)	Extensão de Brecha Dolomítica (metros)
Sucuri	Dolomito Rosa	-
	Dolomito Cinza	-
	Brecha Dolomítica	2,0 a 7,5
Lumiadeira	Brecha Dolomítica	6,4 a 34,6

Na região Sucuri, identificaram-se brechas dolomíticas e dolomitos, cinza e rosa, como litologias de lapa justapostas ao corpo de minério. Já na região Lumiadeira, identificaram-se somente brechas dolomíticas como litologias de lapa justapostas ao corpo de minério. As brechas dolomíticas podem ser separadas em dois subtipos. Um primeiro subtipo, onde o maciço está muito fraturado, porém o plano de acamamento (S₀) está preservado (Figura C.29, Figura C.36 e Figura C.38). E um segundo subtipo, onde o plano de acamamento (S₀)

não existe e as estruturas apresentam um padrão amendoado ou caótico (Figura C.33, Figura C.35, Figura C.37, Figura C.39, Figura C.40, Figura C.41 e Figura C.42). A litologia dolomito cinza foi identificada em cinco perfis geológicos (Figura C.28, Figura C.30, Figura C.31, Figura C.32 e Figura C.34). Por último, as litologias dolomito rosa e sua brecha foram identificadas em três perfis geológicos (Figura C.25, Figura C.26 e Figura C.27). A presença de dolomito rosa e sua brecha na lapa, a princípio, é uma condição específica e restrita aos níveis mais superiores da mina, 527 e 554, próximos à rampa X na região Sucuri.

Quanto às características estruturais, estas são descritas para as brechas e para o dolomito cinza, separadamente. Para os dolomitos rosa e suas brechas, presentes nos perfis da Figura C.25, da Figura C.26 e da Figura C.27, remete-se às características estruturais já descritas para os perfis de capa. As brechas dolomíticas do dolomito cinza apresentam quatro famílias de discontinuidades descritas no Anexo D. Para a brecha dolomítica, onde o plano de acamamento (S_0) é visível, as discontinuidades impõem uma estrutura homogênea ao maciço, equivalente àquela descrita na tabela do GSI, Capítulo 6, como muito fraturada (Figura C.43).

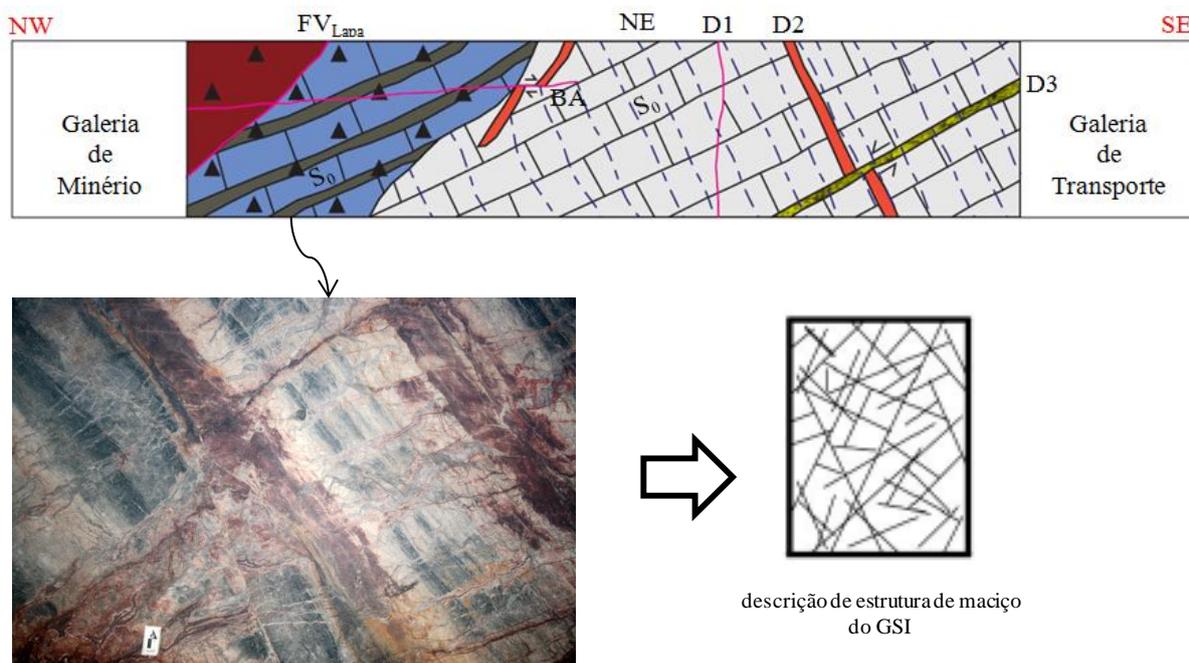


Figura C.43 – Estrutura do maciço da brecha dolomítica de lapa com S_0 preservado e visível.

Para a brecha dolomítica, onde não há plano de acamamento (S_0), as discontinuidades impõem uma estrutura homogênea ao maciço, equivalente àquela descrita na tabela do GSI, Capítulo 6, como fraturada/perturbada/pobre (Figura C.44).

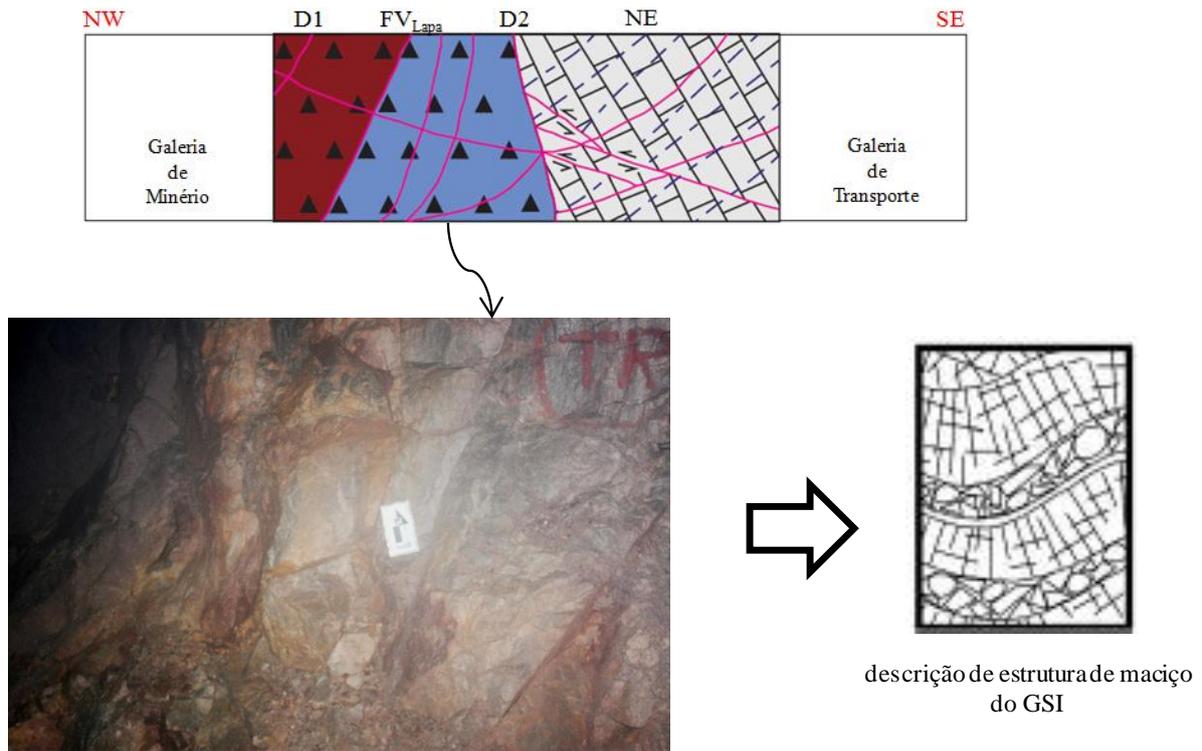


Figura C.44 – Estrutura do maciço da brecha dolomítica lapa com feição anastomosada.

Já o dolomito cinza, apresenta três famílias mais frequentes, descritas no Anexo D, cuja intersecção impõe uma estrutura homogênea ao maciço, equivalente àquela descrita na tabela do GSI, Capítulo 6, como fraturada (Figura C.45).

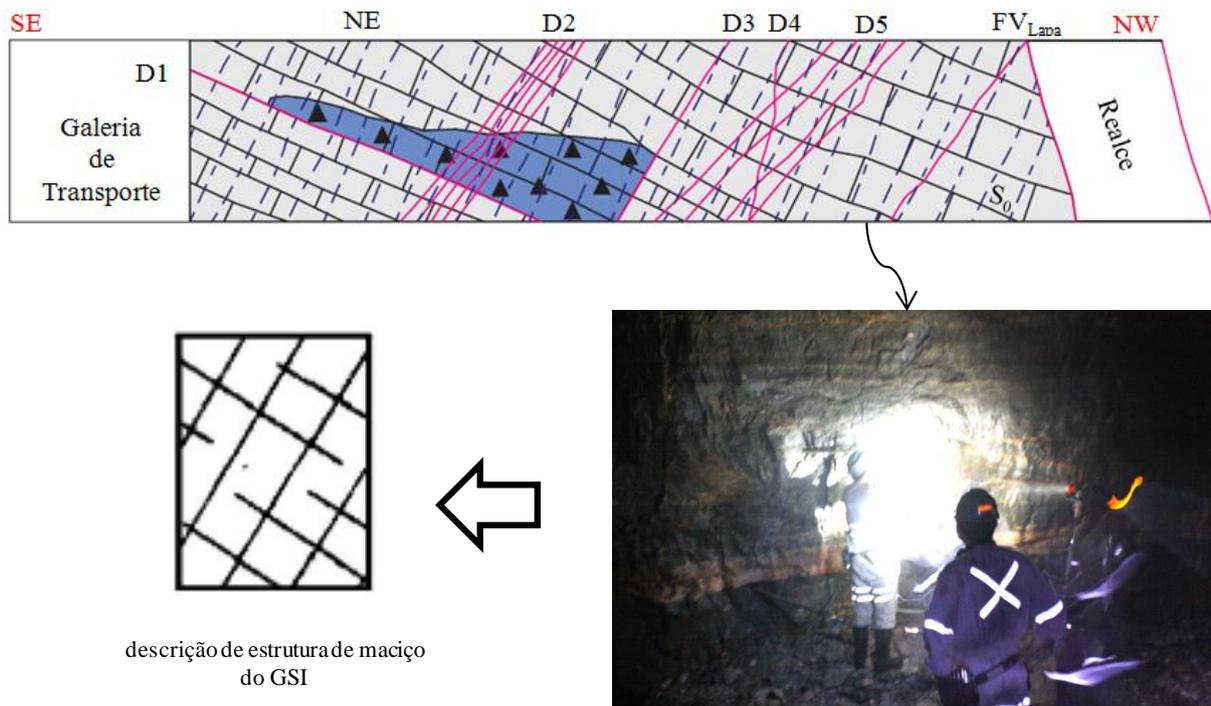


Figura C.45 – Estrutura do maciço do dolomito cinza.

A apresentação destes perfis geológicos e respectivas observações cumprem o primeiro objetivo deste apêndice, que é caracterizar as litologias e as estruturas de maciço da capa (HW) e da lapa (FW).

C.3 – PERFIS DE LAPA A CAPA

Os perfis geológicos de lapa (FW) a capa (HW) foram apresentados de forma separada, nos perfis de lapa e nos perfis de capa, descritos anteriormente. O objetivo de reapresentá-los de forma conjunta, lapa a capa (Figuras C.46 a C.51), é identificar a existência, ou não, de indicadores de correlação entre as condições geotécnicas de lapa (FW) e de capa (HW).

A importância em verificar esta correlação reside em dois motivos. O primeiro motivo refere-se ao fato que, a diluição não planejada de minério está intrinsecamente relacionada às condições geotécnicas da capa (HW). E o segundo motivo refere-se ao fato que, as travessas de mina são escavadas sistematicamente na lapa (FW), o que implica na não exposição da capa (HW) e, por conseguinte a avaliação geotécnica desta última unidade restringe-se aos furos de sondagem.

Logo, a possibilidade de uma correlação das condições geotécnicas, entre os maciços rochosos da lapa (FW) e da capa (HW), permitiria a avaliação desta última por meios diretos e indiretos. A avaliação direta da capa (HW) ocorreria pela análise dos furos de sondagem. E a sua avaliação indireta ocorreria por meio da análise do mapeamento das travessas da lapa (FW) e sua correlação com as condições do maciço da capa (HW). Em face destas questões, reapresentam-se os referidos perfis e avalia-se a possibilidade de existência para a referida correlação geotécnica entre lapa (FW) e capa (HW).

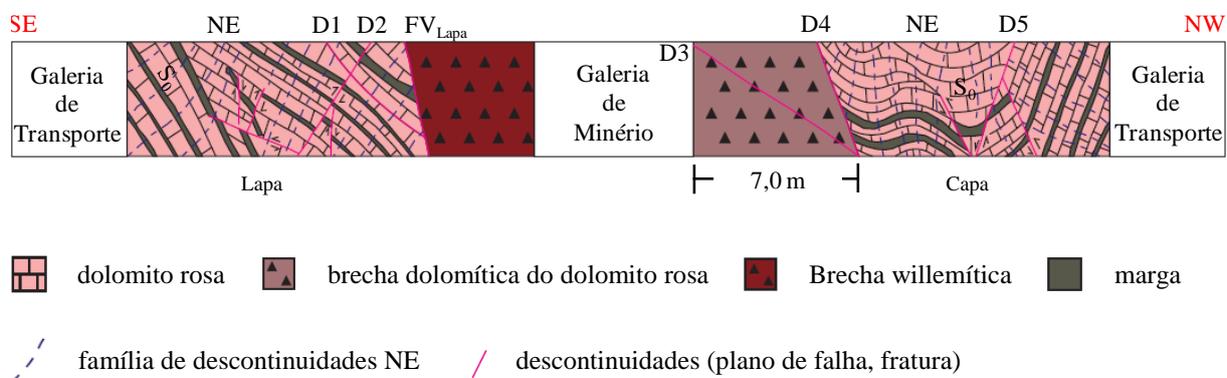


Figura C.46 – Travessa 12515 do nível 527 – lapa a capa – Sucuri.

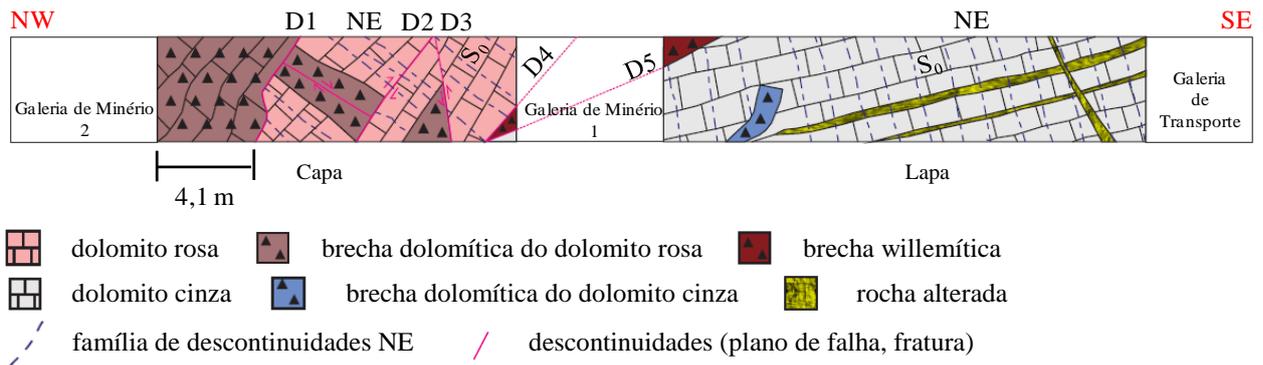


Figura C.47 – Travessa 12292 do nível 455 – lapa a capa – Sucuri.

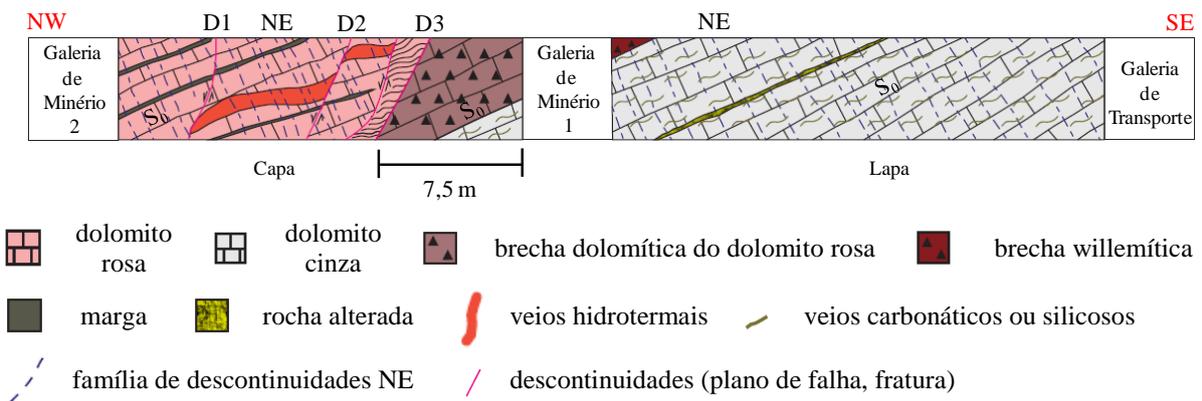


Figura C.48 – Travessa 13055 do nível 388 – lapa a capa – Sucuri.

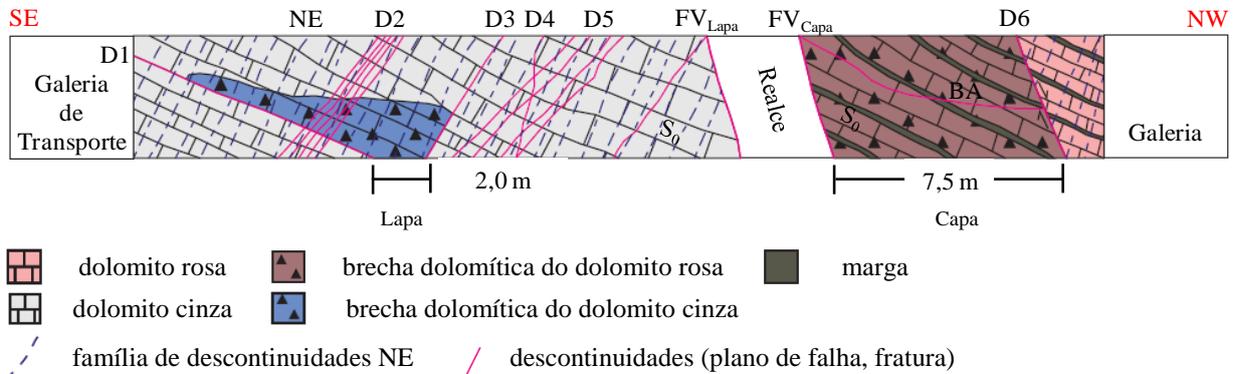


Figura C.49 – Travessa 12775 do nível 388 – lapa a capa – Sucuri.

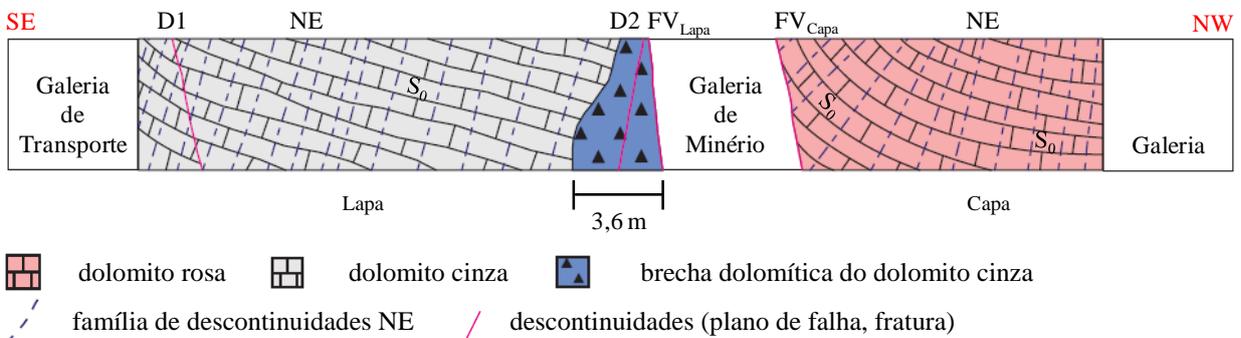


Figura C.50 – Travessa 12850 do nível 345 – lapa a capa – Sucuri.

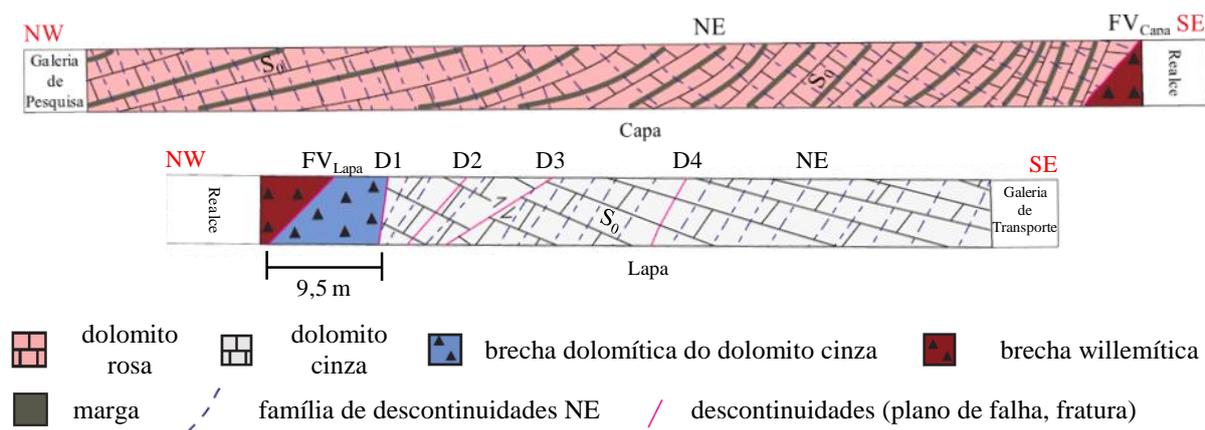


Figura C.51 – Travessa 9700 do nível 500 – lapa a capa – Lumiadeira.

A Tabela C.34 e a Figura C.52 apresentam as condições de perturbação do maciço de lapa (FW) e de capa (HW) para cada travessa. As análises da tabela e da figura demonstram que, em quatro dos seis perfis mapeados, a condição de perturbação do maciço da capa (HW) apresenta-se uma classe acima àquela descrita para a lapa (FW). Somente nos perfis do nível 345, travessa 12850, e do nível 500, travessa 9700, esta correlação não se verifica. A correlação identificada nos quatro perfis anteriores não é conclusiva, pois se baseia em um número pequeno de travessas, das quais cinco localizam-se na região Sucuri. Entretanto, a indicação de uma correlação inicial, com poucas travessas, sugere o desenvolvimento de um trabalho mais sistemático, para averiguar a possibilidade e as condições desta correlação. A motivação para tanto, como já observado, está no fato de inferir as condições do maciço rochoso da capa (HW) por meio do mapeamento das travessas da lapa (FW). Com estas observações cumpre-se o segundo objetivo deste apêndice, que é avaliar a possibilidade de correlação de condições geotécnicas entre os maciços da lapa (FW) e da capa (HW).

Tabela C.34 – Travessas e as condições de perturbação dos maciços de lapa e de capa.

Região da Mina	Nível	Travessa	Condição de Perturbação do Maciço	
			Lapa	Capa
Sucuri	527	12515	baixa	média
	455	12292	baixa	baixa a média
	388	13055	baixa	média
	388	12775	baixa	média
	345	12850	baixa	baixa
Lumiadeira	500	9700	média	baixa

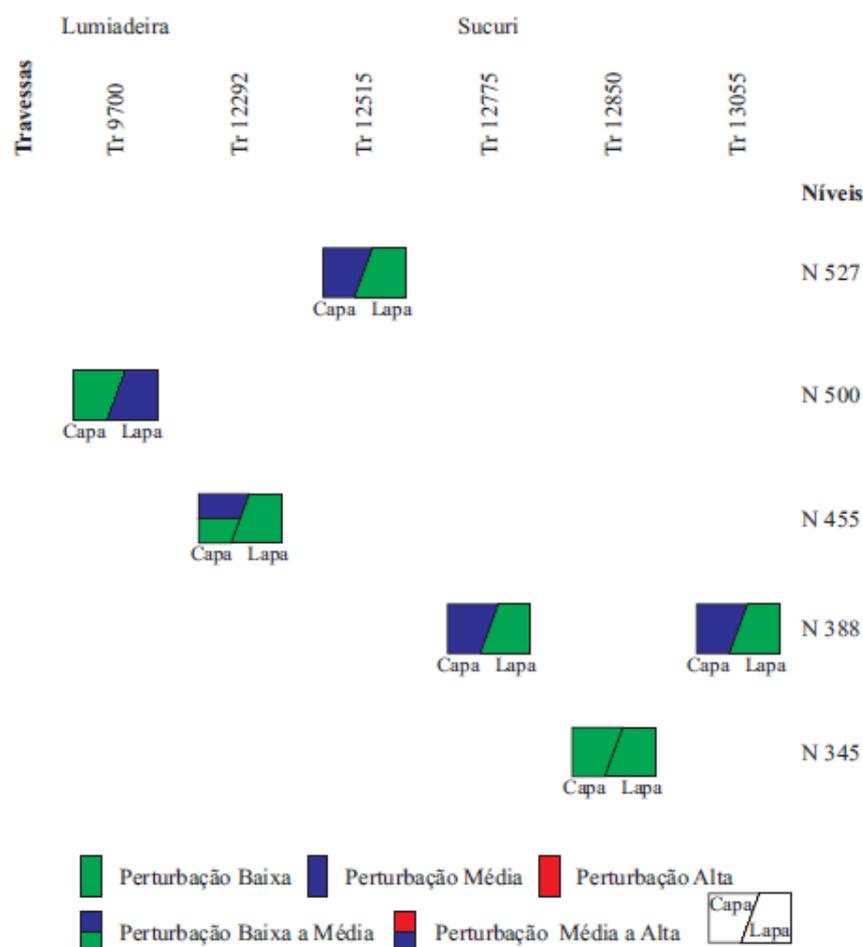


Figura C.52 – Relação das condições de perturbação entre maciços de lapa e capa.

Por último, o terceiro objetivo deste apêndice é identificar indicadores de uma possível compartimentação geotécnica, horizontal e vertical, do maciço da mina. Para tanto, analisaram-se as condições de perturbação do maciço e as extensões de brecha dolomítica, horizontal e verticalmente. A avaliação de uma possível compartimentação geotécnica horizontal restringiu-se à análise dos perfis geológicos da lapa (HW), pois estes perfis descrevem tanto a região Sucuri quanto Lumiadeira. Por sua vez, a avaliação de uma possível compartimentação vertical abrangeu a análise de todos os perfis geológicos mapeados.

A ideia da compartimentação geotécnica horizontal surge da interpretação sobre a energia de deformação ($W = \int \sigma d\varepsilon$) absorvida pelos dolomitos, em função dos esforços compressionais que originaram a ZCV. Estes esforços, segundo Rostirolla *et al.* (2002), formaram a ZCV, posteriormente, rotacionaram-se e formaram a família EW (Figura C.53). Considerando que, a camada de filito é menos espessa na região Lumiadeira (Figura C.53), supõe-se que os dolomitos, nesta região, tenham absorvido mais energia de deformação, comparado àqueles na região Sucuri. Por conseguinte, o dolomito na região Lumiadeira estaria mais fraturado.

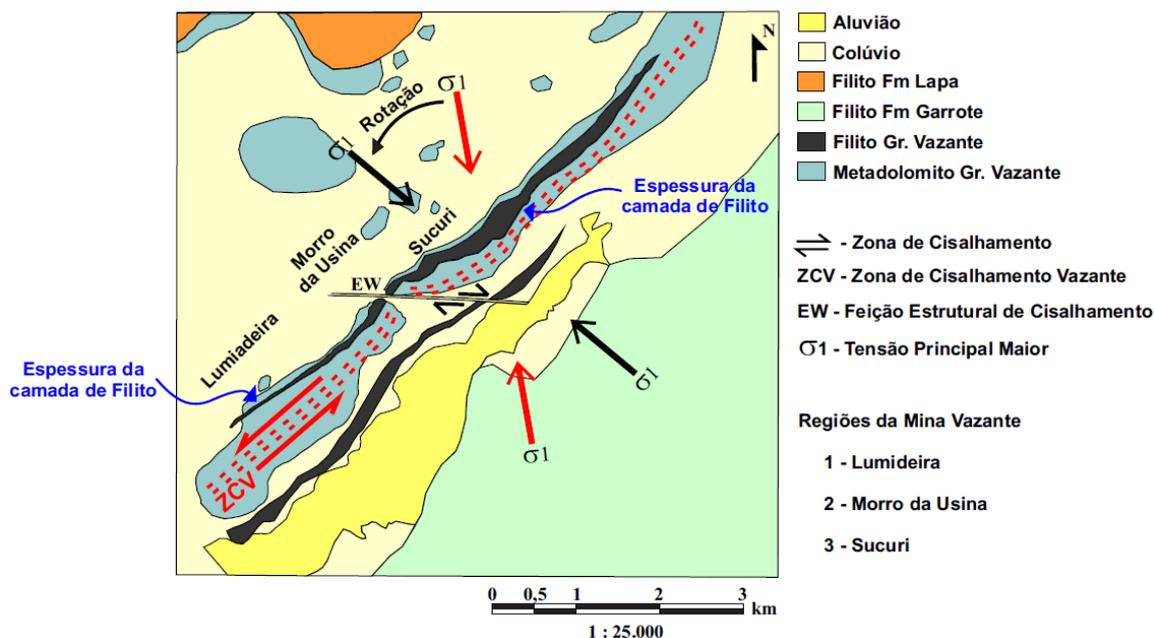


Figura C.53 – Esforços compressoriais na ZCV (modificado de IPT, 2004a).

A partir destas inferências, a avaliação da compartimentação horizontal consistiu em analisar as condições de perturbação do maciço e as extensões de brecha dolomítica, presentes na lapa (HW) das regiões Sucuri e Lumideira (Figura C.54 e Figura C.55). Esta avaliação sugere condições de maciço distintas entre as duas regiões da mina. Na região Sucuri, predominam condições de baixa e média perturbação do maciço e as extensões de brecha dolomítica variam entre 0,0 a 7,5 m. Já na região Lumideira, predominam as condições de média e alta perturbação do maciço e as extensões de brecha dolomítica variam entre 6,4 a 34,6 m. Ambas as condições, perturbação do maciço e extensão de brecha dolomítica, indicam a possibilidade das regiões Sucuri e Lumideira constituírem-se em dois compartimentos geotécnicos horizontais distintos. Porém, a confirmação desta compartimentação requer a constatação de duas situações. A primeira é constatar a influência da condição de perturbação do maciço sobre o comportamento do mesmo, mediante as escavações do realce. A segunda é constatar a correlação entre as condições dos maciços da lapa (FW) e da capa (HW).

Cabe observar ainda que, zonas de cisalhamento possuem trechos planares e curvos, estes denominados por arcos (Figura C.56), os quais podem ser do tipo convergente ou divergente (Hasui & Mito, 1992). Estes trechos, planares e curvos, podem impor uma alternância entre zonas mais e menos fraturadas ao longo da direção da ZCV. Desta forma, além dos indicadores, que sugerem condições de perturbação distintas às regiões Sucuri e Lumideira, cada uma destas regiões pode apresentar uma alternância, entre zonas mais e menos fraturadas, ao longo do maciço da capa justaposto ao corpo de minério (Figura C.56).

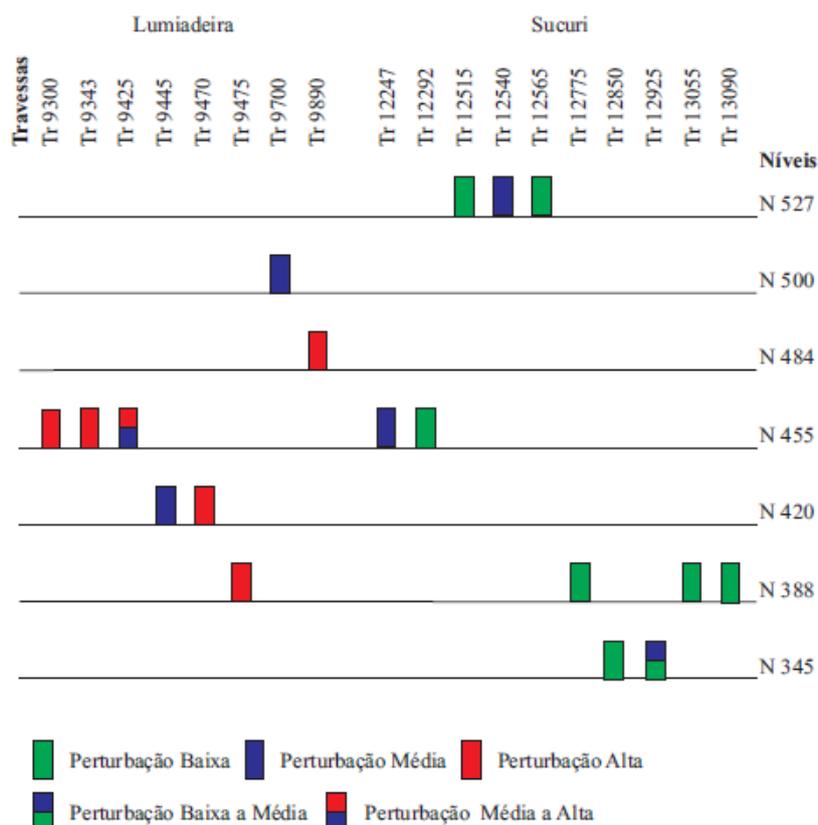


Figura C.54 – Condições de perturbação dos maciços mapeadas nas travessas de lapa.

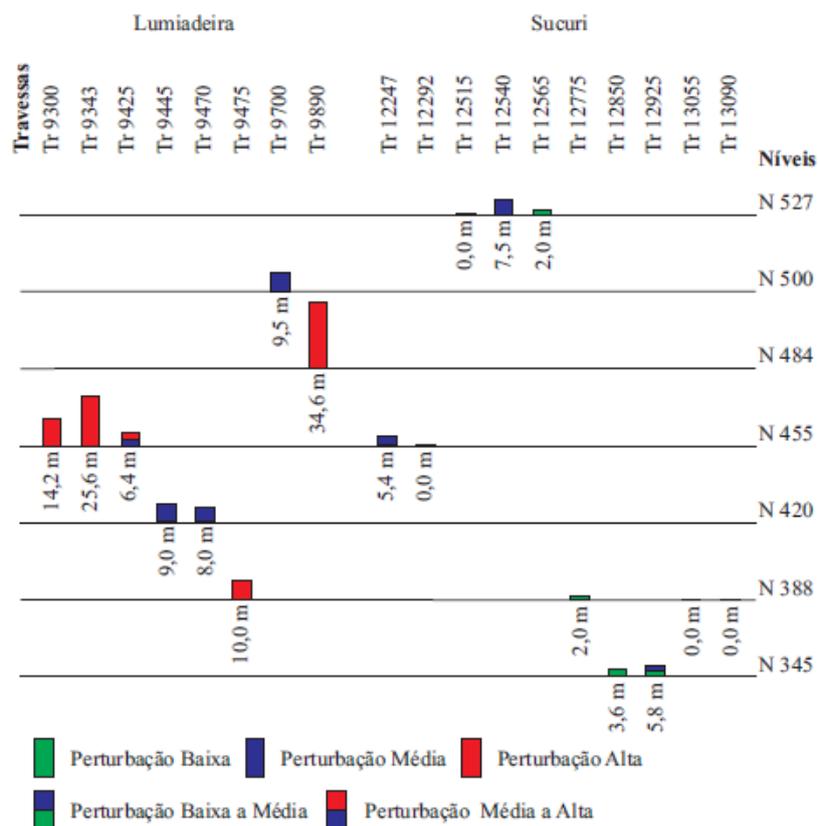


Figura C.55 – Extensão das brechas dolomíticas mapeadas nas travessas de lapa.

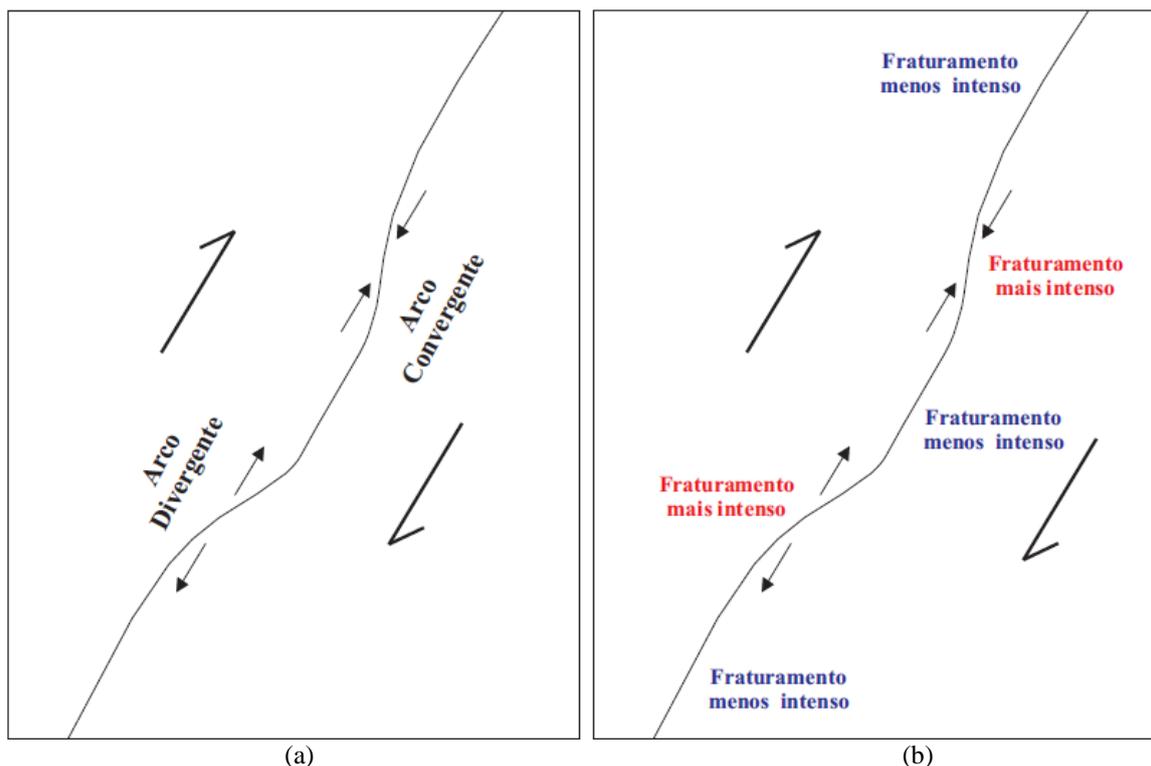


Figura C.56 – Zona de cisalhamento (a) estruturas (b) intensidade de fraturamento.

Logo, há indicadores para uma possível compartimentação geotécnica horizontal do maciço. Entretanto, trabalhos mais sistemáticos são necessários, a fim de averiguar a existência da referida compartimentação e suas relações com o dimensionamento dos realces de mina. Estes trabalhos devem incluir, também, a avaliação sobre a alternância entre zonas mais e menos fraturadas no maciço da capa, justaposto ao minério, ao longo de cada região da mina.

Já, a avaliação da compartimentação geotécnica vertical consistiu em analisar as condições de perturbação do maciço e as extensões de brecha dolomítica, presentes nos perfis de lapa e de capa (Figura C.54, Figura C.55, Figura C.57 e Figura C.58). Do ponto de vista teórico, supõe-se uma diminuição relativa do fraturamento do maciço nos níveis mais profundos, quando comparado aos níveis mais superficiais. Tal suposição decorre do aumento das tensões confinantes do maciço à medida que se aprofunda a mina. Contudo, as análises dos perfis não confirmaram a suposição teórica. Possivelmente, a não confirmação da expectativa teórica deve-se à inadequação destes perfis para fins desta análise. O procedimento adequado é o mapeamento de travessas em diferentes níveis, porém aproximada ou exatamente sobre o mesmo perfil. Este procedimento, a princípio, assegura que todos os perfis mapeados situem-se em um mesmo trecho da zona de cisalhamento, planar ou curvo. Por conseguinte, será possível realizar análises com maior acurácia sobre a compartimentação vertical.

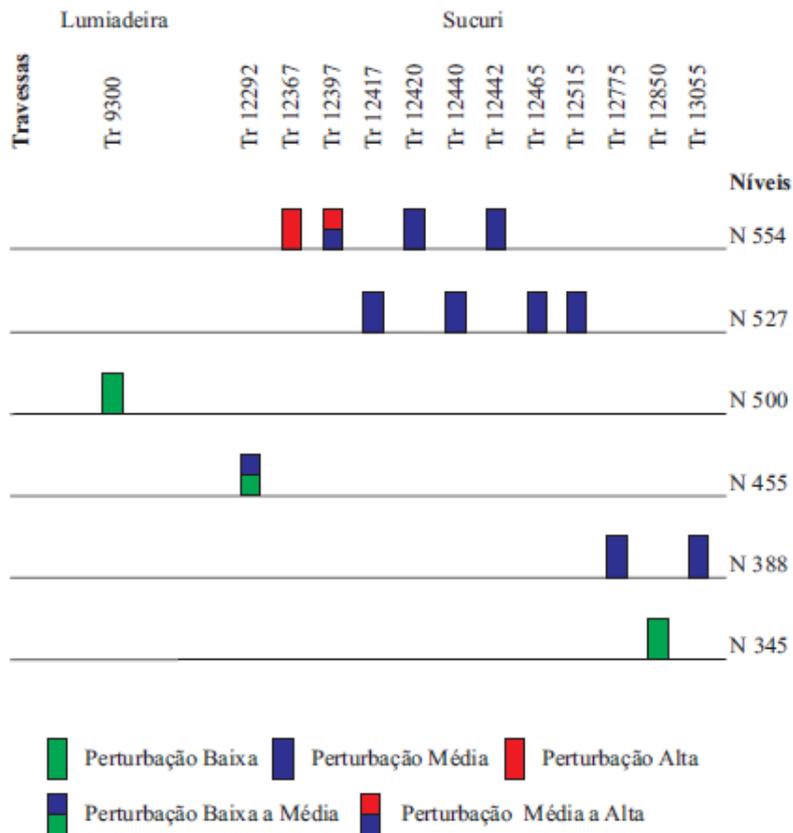


Figura C.57 – Condições de perturbação dos maciços mapeadas nas travessas de capa.

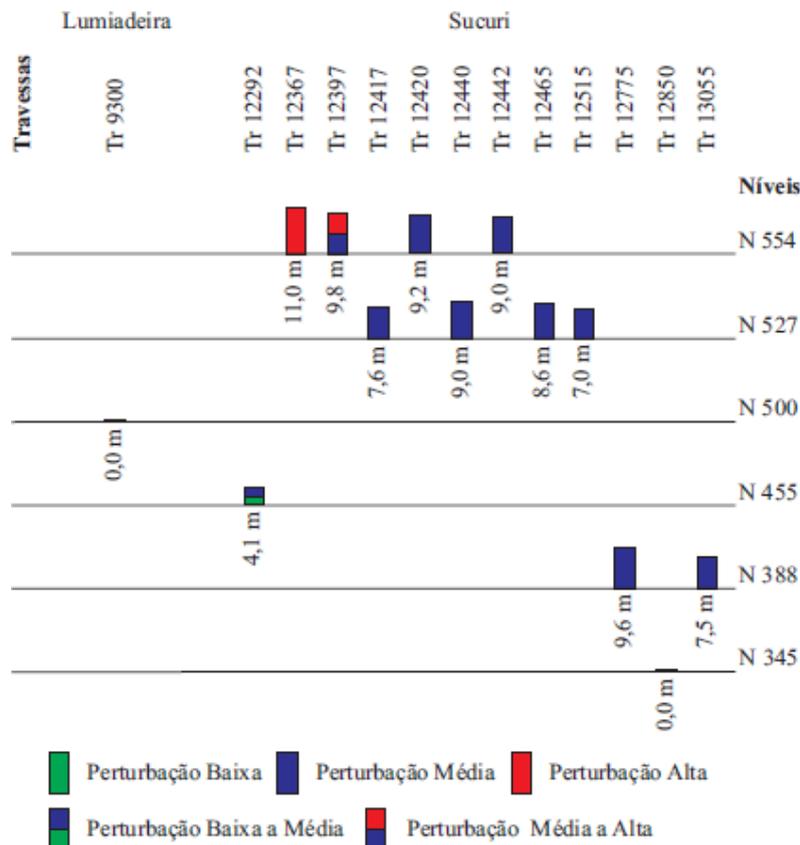


Figura C.58 – Extensão das brechas dolomíticas mapeadas nas travessas de capa.

C.4 – CONSIDERAÇÕES GEOTÉCNICAS DO MAPEAMENTO GEOLÓGICO

As principais litologias identificadas são os dolomitos, cinza e rosa, e as brechas, dolomíticas e willemítica. Os dolomitos rosa, em especial, podem apresentar um bandamento composicional com margas. Quando as margas estão presentes na brecha da capa, esta litologia pode apresentar um caráter mais dúctil, o que resulta em brechas com estruturas anastomosadas (Figura C.59).



Figura C.59 – Estruturas anastomosadas na brecha dolomítica de capa.

Este caráter dúctil das brechas, segundo Pinho (1990), é condicionado possivelmente pelos planos de foliação presentes na marga, os quais teriam atuado como um elemento lubrificante. Segundo Suguio (1980), quando compostos de Fe^{+2} e Fe^{+3} ocorrem, simultaneamente, em uma mesma rocha sedimentar argilosa, a coloração desta pode variar de vermelho a verde, podendo, em alguns casos, a cor verde tornar-se preta. Ainda conforme Suguio (1980), a cor verde nestas rochas, na maior parte dos casos, está associada aos compostos de Fe na forma reduzida, relacionados a minerais filossilicáticos como clorita, glauconita e montmorillonita. Esta variação de cores de vermelho a verde, chegando ao preto, assemelha-se à condição verificada para as margas na Mina Vazante. A partir destas correlações, infere-se que os referidos planos de foliação, citados por Pinho (1990), podem estar associados a possíveis minerais filossilicáticos como clorita, glauconita e montmorillonita, presentes na composição mineralógica da marga. Estes minerais caracterizam-se por propriedades geotécnicas pobres, de resistência e de deformabilidade. Portanto, a presença de margas nas litologias de capa (HW), justapostas ao corpo de minério, pode piorar os parâmetros geotécnicos do maciço, favorecendo o aumento da diluição não planejada de minério.

Face às considerações anteriores, as estruturas de maciço, relacionadas às respectivas litologias, podem ser descritas como aquelas da Figura C.60. Sob a ótica destas estruturas, as litologias podem ser consideradas homogêneas.

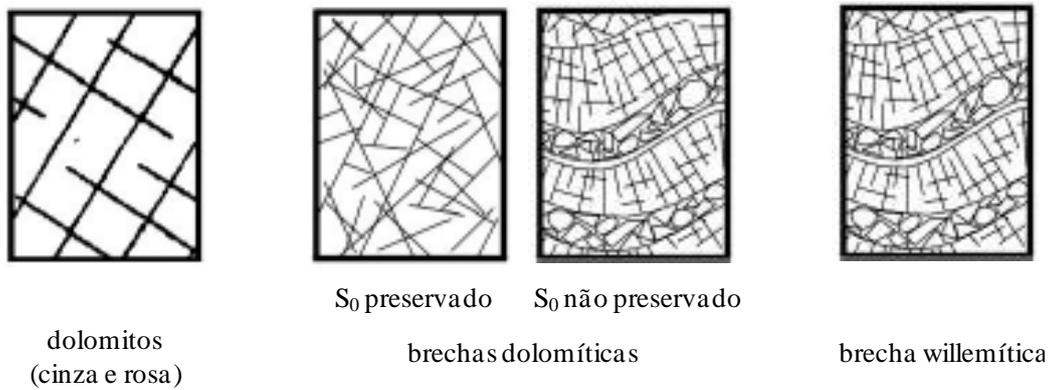


Figura C.60 – Litologias da mina e suas respectivas estruturas de maciço.

Quanto à compartimentação do maciço da mina, há indicadores reais e teóricos que sinalizam uma possível compartimentação geotécnica horizontal e vertical. Todavia, trabalhos sistemáticos são necessários para permitir conclusões fundamentadas sobre esta questão.

APÊNDICE D – DESCRIÇÃO DAS FAMÍLIAS DE DESCONTINUIDADES DO MACIÇO ROCHOSO E SUAS IMPLICAÇÕES GEOTÉCNICAS

Este apêndice apresenta a descrição das descontinuidades presentes na capa (HW), na lapa (FW) e na ZCV, bem como, as implicações geotécnicas associadas às mesmas. Para tanto, realizaram-se mapeamentos estruturais ao longo de galerias de transporte (GT) e de minério (GM). As galerias de transporte (GT) permitiram a exposição da capa (HW) e da lapa (FW), enquanto que as galerias de minério (GM) permitiram a exposição da ZCV (Figura D.1). Conforme descrito no Apêndice C e ilustrado na Figura D.1, a capa (HW) associa-se ao dolomito rosa, a lapa (FW) ao dolomito cinza e a ZCV e suas áreas de influência às brechas. Desta forma, a caracterização das descontinuidades da capa (HW), da lapa (FW) e da ZCV ocorre por meio da descrição quantitativa das descontinuidades presentes, respectivamente, nos dolomitos rosa, nos dolomitos cinza e nas brechas. A Falha Vazante (FV), embora pertença à ZCV, será descrita individualmente. Por fim, analisam-se as implicações geotécnicas das caracterizações destas descontinuidades sobre o maciço rochoso.

Cabe ressaltar que, as descrições presentes neste apêndice abrangem somente as regiões do maciço pertencentes às classes II-A, II-B, III-A e III-B do sistema de classificação Vazante, sistema este descrito no Capítulo 6. Estas classes, segundo este sistema de classificação, englobam as rochas de qualidade muito boa.

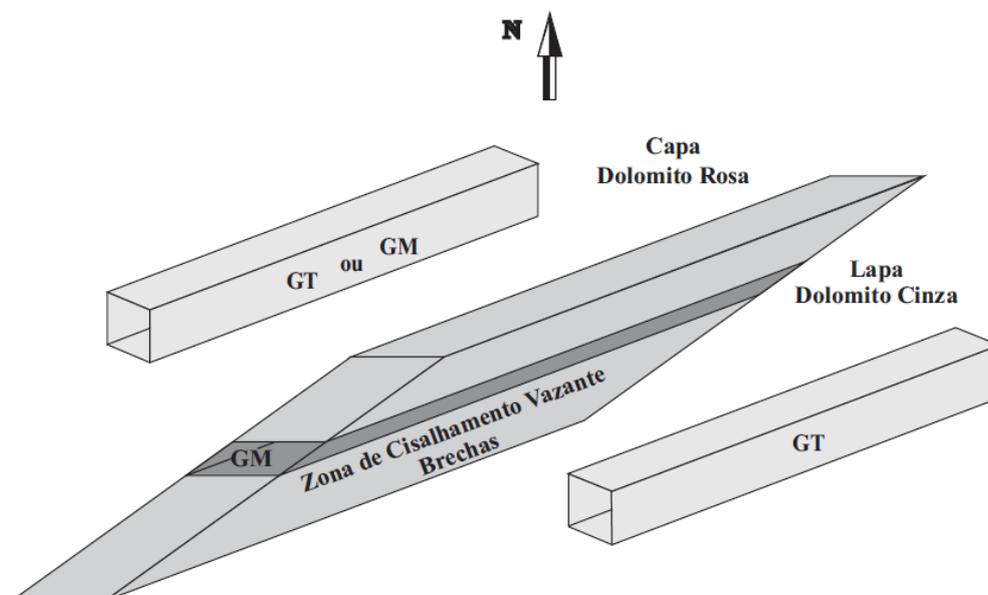


Figura D.1 – Galerias de mapeamento das unidades de capa (HW), de lapa (FW) e da ZCV.

A caracterização das descontinuidades observou os métodos sugeridos pela ISRM (1978), para descrever quantitativamente as descontinuidades dos maciços rochosos. Com base nestes métodos, descrevem-se as descontinuidades por meio de sete parâmetros, são eles a orientação, a persistência, o espaçamento, a abertura, o preenchimento, a condição de alteração e a ondulação / rugosidade. A partir destes parâmetros, avaliam-se a forma e o tamanho dos blocos, formados pela intersecção das diferentes famílias de descontinuidades presentes no maciço. Completando a descrição, analisa-se a influência do fluxo de água sobre a condição de estabilidade das paredes dos realces de mina. Antes de iniciar a caracterização das descontinuidades presentes nos maciços rochosos da mina Vazante, apresentam-se as referências sugeridas pela ISRM (1978), para a descrição dos parâmetros mencionados.

D.1 – PARÂMETROS DESCRITIVOS DAS DESCONTINUIDADES

Para a orientação, a ISRM (1978) sugere apresentar os resultados por meio de estereogramas e visões em perspectiva, entre outras formas. Os estereogramas são construídos utilizando a rede de Schmidt (rede de igual área) e o método de contorno de Schmidt para determinação da densidade de polos. Na rede de Schmidt, diferentemente da rede de Wulff, a área, formada pela intersecção dos pares de grandes e de pequenos círculos espaçados de 2° graus, mantêm-se constante em toda rede (Figura D.2). Esta preservação da área permite estimar a orientação mais frequente de uma estrutura com maior acurácia (Loczy & Ladeira, 1981; Davis & Reynolds, 1996; Fossen, 2013). Contudo, Hoek *et al.* (2005) observa que o uso da rede de Schmidt ou de Wulff produz resultados próximos, quando os dados estruturais são analisados por meio de um programa de computador, como por exemplo, o programa DIPS.

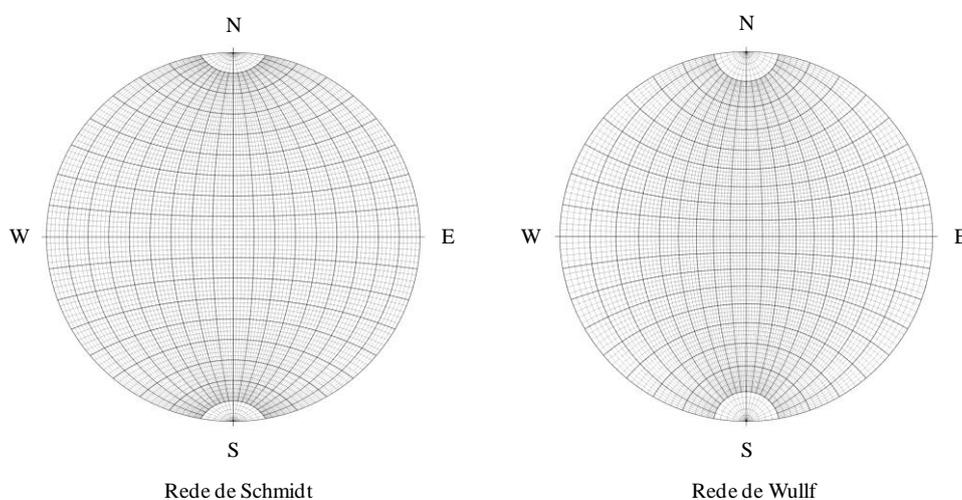


Figura D.2 – Redes estereográficas (modificado de Loczy & Ladeira, 1981).

Para a persistência, a ISRM (1978) sugere, sempre que possível, realizar as medições ao longo das direções de mergulho e do plano. Estas medições são tratadas estatisticamente, de forma separada para ambas as direções. Então, utilizam-se as modas para descrever ambas as persistências, segundo as referências descritas na Tabela D.1. De forma análoga, a ISRM (1978) sugere descrever o espaçamento e a abertura, de forma estatística, por meio da moda, baseando-se nas referências descritas na Tabela D.2 e na Tabela D.3, respectivamente.

Tabela D.1 – Referências para descrição da persistência (modificado de ISRM, 1978).

Tipo de Persistência	Comprimento do Traço
muito baixa	< 1 m
baixa	1 – 3 m
média	3 – 10 m
alta	10 – 20 m
muito alta	> 20 m

Tabela D.2 – Referências para descrição do espaçamento (modificado de ISRM, 1978).

Descrição do Espaçamento	Espaçamento
extremamente próximo	< 20 mm
muito próximo	20 – 60 mm
próximo	60 – 200 mm
moderado	200 – 600 mm
afastado	600 – 2000 mm
muito afastado	2000 – 6000 mm
extremamente afastado	> 6000 mm

Tabela D.3 – Referências para descrição da abertura (modificado de ISRM, 1978).

Abertura	Descrição
< 0,1 mm	muito estreita
0,1 – 0,25 mm	estreita
0,25 – 0,5 mm	parcialmente aberta
0,5 – 2,5 mm	aberta
2,5 – 10 mm	moderadamente larga
> 10 mm	larga
1 – 10 cm	muito larga
10 – 100 cm	extremamente larga
> 1 m	cavernosa

Para o preenchimento, a ISRM (1978) sugere diferentes procedimentos para detalhar as características do mesmo. Todavia, o grau de detalhamento da caracterização de um preenchimento é função da relevância da descontinuidade para o caso em estudo. Neste estudo, a descrição do preenchimento restringiu-se à descrição de dois fatores relevantes, a espessura e o tipo de preenchimento.

A condição de alteração é uma parte essencial, na caracterização do parâmetro resistência das paredes. Segundo a ISRM (1978), a caracterização da resistência da parede de uma descontinuidade compõe-se de avaliações qualitativas e quantitativas. Estas avaliações, qualitativas e quantitativas, consistem na descrição da condição de alteração e no teste com o martelo de Schmidt, respectivamente. Neste estudo, utilizou-se somente a avaliação qualitativa, motivo pelo qual se emprega o termo condição de alteração em substituição ao termo resistência da parede. A ISRM (1978) sugere que a descrição da condição de alteração componha-se de duas análises, uma global e outra detalhada. A primeira análise trata da condição de alteração global da matriz rochosa e das superfícies de descontinuidades. Esta análise avalia a extensão da alteração no maciço, o que permite inferir a intensidade desta nas superfícies das descontinuidades. A possibilidade desta inferência baseia-se na observação da ISRM (1978) sobre o fato que, em geral, a alteração afeta mais as superfícies das descontinuidades que o interior dos blocos. A segunda análise trata da condição de alteração detalhada das superfícies de descontinuidades. Neste estudo, realizou-se somente a descrição da condição de alteração global, por meio das referências descritas na Tabela D.4.

Tabela D.4 – Descrição da condição de alteração (modificado de ISRM, 1978).

Condição de Alteração	Descrição	Grau
Sã	Inexistência de sinais visíveis de alteração na matriz rochosa. Talvez uma leve descoloração na superfície da descontinuidade.	I
Levemente alterada	Descoloração indicando alteração na matriz rochosa e na superfície da descontinuidade. Toda matriz rochosa pode estar descolorida pela alteração e pode de alguma forma ser mais fraca comparada a suas condições de rocha sã.	II
Moderadamente alterada	Menos da metade da matriz rochosa está decomposta e/ou desintegrada sob a forma de solo. A rocha sã ou descolorida está presente como uma estrutura descontínua ou como blocos de rocha sã envoltos por solo.	III
Altamente alterada	Mais da metade da matriz rochosa está decomposta e/ou desintegrada sob a forma de solo. A rocha sã ou descolorida está presente como uma estrutura descontínua ou como blocos de rocha sã envoltos por solo.	IV
Completamente alterada	Toda a matriz rochosa está decomposta e/ou desintegrada sob a forma de solo. Entretanto as estruturas originais do maciço estão preservadas.	V
Solo residual	Toda matriz rochosa está convertida em solo. As estruturas originais do maciço estão destruídas	VI

E por último, para a ondulação e a rugosidade, a ISRM (1978) sugere diferentes procedimentos para descrevê-las. No caso de um estágio preliminar de mapeamento de campo, a caracterização da ondulação e da rugosidade pode limitar-se a termos descritivos,

aplicados a duas escalas de observação. Uma escala de observação intermediária, cuja ordem de grandeza é alguns metros, onde se avalia a ondulação. E outra escala de observação pequena, cuja ordem de grandeza é alguns centímetros, onde se avalia a rugosidade. Neste estudo, a caracterização da ondulação e da rugosidade limitou-se a termos descritivos. Para tanto, compararam-se a ondulação e a rugosidade dos perfis das discontinuidades descritos em campo com os perfis padronizados sugeridos pela ISRM (1978), presentes na Figura D.3.

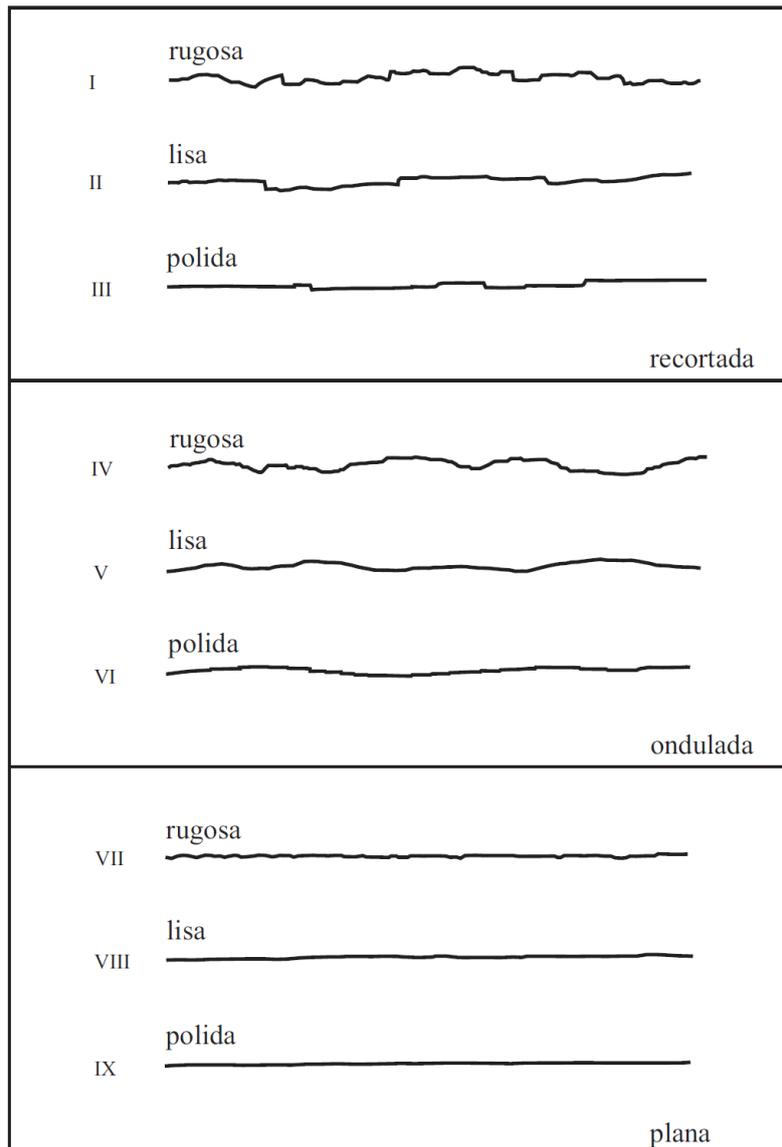


Figura D.3 – Descrição da ondulação e rugosidade (modificado de ISRM, 1978).

Uma vez, apresentados os parâmetros utilizados na caracterização das discontinuidades, passa-se à descrição propriamente dita das mesmas. Inicialmente, descrevem-se os sete parâmetros para as discontinuidades presentes no dolomito rosa, no dolomito cinza e nas

brechas, de forma separada para cada litologia. Posteriormente, de forma comparativa entre estas litologias, analisam-se as influências da forma e do tamanho dos blocos e do fluxo de água sobre a condição de estabilidade das paredes dos realces. A forma e o tamanho dos blocos são analisados de forma conjunta, por estarem intimamente relacionados.

D.2 – DESCONTINUIDADES DO DOLOMITO ROSA

A caracterização das descontinuidades presentes no dolomito rosa inicia-se com a descrição das orientações das famílias. A descrição consiste em apresentar as atitudes (Tabela D.5), os estereogramas (Figura D.4, Figura D.5 e Figura D.6) e a visão em perspectiva (Figura D.7).

Tabela D.5 – Atitudes das descontinuidades no dolomito rosa.

Litologia	Dolomito Rosa				
	Trecho Mapeado		Execução do Mapeamento	Família de Descontinuidade	Direção de Mergulho/Mergulho (graus/graus)
	Perfil Inicial (m)	Perfil Final (m)			
Sucuri 554-GT	12367 a 12517	Tese	NW	225/80, 240/90, 235/90, 230/85, 225/90, 215/80, 230/90, 235/90, 050/90, 235/85, 230/90, 050/85, 225/85, 050/80, 055/90, 235/85, 245/90, 050/85.	
			NE	135/45, 140/40, 175/60, 145/45, 155/65, 150/55, 350/40, 340/85, 350/65, 140/85.	
			S ₀	320/50, 330/55, 325/50, 310/35, 320/40, 325/45, 320/60, 320/45, 320/50, 320/45, 325/55, 330/45, 335/55, 325/60, 310/50, 150/35, 325/50, 320/50, 325/45, 325/60.	
Sucuri 527-GT	12367 a 12515	Tese	NW	220/75, 225/90, 060/75, 065/70, 230/85, 045/85, 230/90, 230/90, 225/90, 050/85, 060/85, 230/80, 230/80, 040/80, 040/90, 240/85, 225/80, 060/85, 235/80, 240/80, 065/80, 045/85, 055/75, 050/85.	
			NE	125/65, 135/60, 145/50, 145/45, 145/45, 145/40, 320/55, 145/80, 130/75, 155/80, 150/85, 140/80, 130/80, 340/85, 330/75, 340/60, 335/50, 340/55, 340/45, 330/60, 325/70, 310/55.	
			S ₀	330/30, 340/35, 320/35, 340/30, 320/35, 320/35, 320/35, 330/35, 330/40, 325/65, 325/60, 330/40, 325/25, 325/30, 325/30, 335/25, 130/40, 330/55, 145/30, 130/25, 150/40, 155/25, 130/40, 145/45.	
Bocaina Norte 388-GTN	11475 a 11625	Bhering (2009)	NW	050/86, 085/55, 073/87	
			S ₀	330/08, 325/15, 317/22, 332/05	

Tabela D.5 – Atitudes das descontinuidades no dolomito rosa (continuação da tabela).

Litologia		Dolomito Rosa			
Região da Mina / Galeria	Trecho Mapeado		Execução do Mapeamento	Família de Descontinuidade	Direção de Mergulho/Mergulho (graus/graus)
	Perfil Inicial (m)	Perfil Final (m)			
Lumiadeira 507-GP	9625 a 10200	Bhering (2009)	NW	028/83, 203/87, 045/88, 205/86, 216/83, 213/86, 212/87, 212/85, 215/87, 225/86, 217/86, 222/88, 209/84, 217/88.	
			NE	151/81, 132/58, 129/84, 129/77, 127/70, 132/77, 133/70, 139/65, 134/65, 152/58.	
			S ₀	358/11, 341/21, 321/17, 326/12, 347/16, 322/22, 319/10, 345/16, 325/19, 318/29, 338/23, 310/16, 341/19, 336/16.	

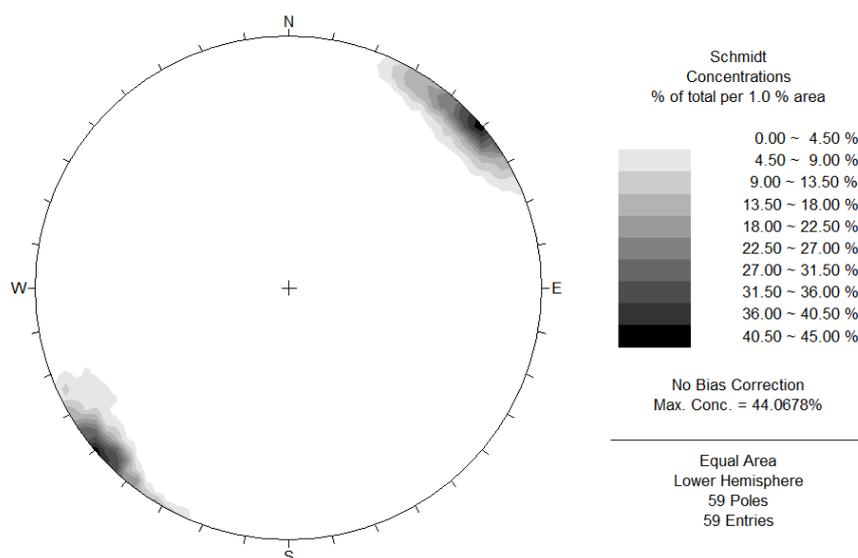


Figura D.4 – Diagrama estatístico de polos dos planos da família NW presente no dolomito rosa (estereograma gerado pelo programa DIPS).

A família de descontinuidades NW apresenta direção NW, mergulho subvertical e direção de mergulho para NE e para SW. Com base nos mapeamentos realizados nas galerias de mina, observa-se que, para esta família de descontinuidades, as atitudes mais frequentes são 049/86 e 229/86.

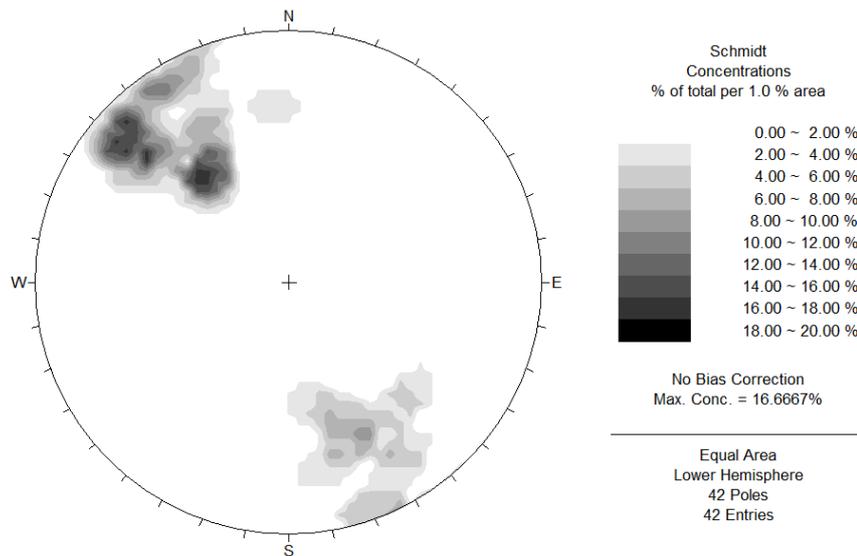


Figura D.5 – Diagrama estatístico de polos dos planos da família NE presente no dolomito rosa (estereograma gerado pelo programa DIPS).

A família de descontinuidades NE apresenta direção NE e direções de mergulho SE, como a mais comum, e NW, como menos comum. Para a direção de mergulho SE, os mapeamentos indicaram que as duas atitudes mais frequentes são 141/43 e 132/73. Já para a direção de mergulho NW, os mapeamentos indicaram somente uma atitude como aquela mais frequente, 334/55.

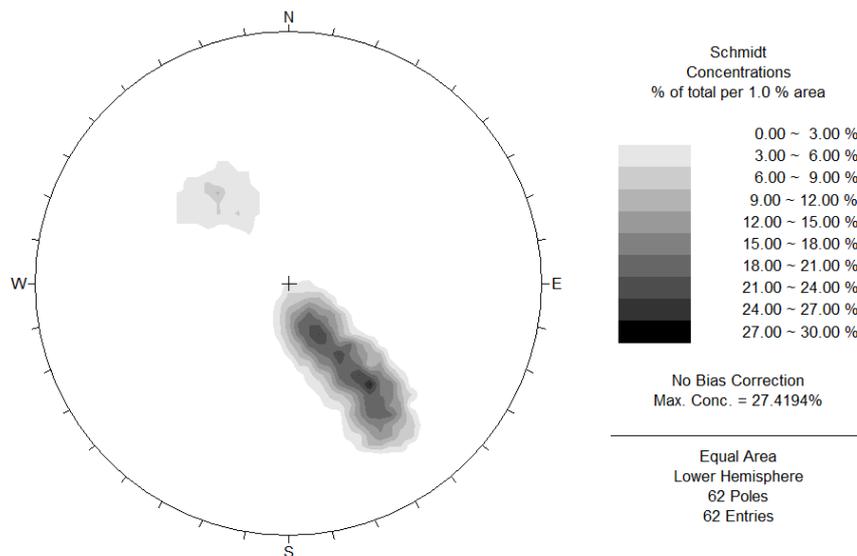


Figura D.6 – Diagrama estatístico de polos dos planos de acamamento (S_0) do dolomito rosa (estereograma gerado pelo programa DIPS).

O plano de acamamento (S_0) apresenta direção NE e direção de mergulho NW. Entretanto, em alguns locais, há uma inversão da direção de mergulho para SE, em virtude do dobramento verificado nesta litologia. Quanto ao ângulo de mergulho, este pode variar entre valores de 05° até 65° . Os mapeamentos das travessas de capa, descritos no Apêndice C, demonstram que há situações, onde o plano de acamamento (S_0) eleva-se à medida que se aproxima da ZCV. Entretanto, tal condição não é uma regra absoluta, pois há travessas onde não se verificou tal condição. Assim, para a direção de mergulho mais comum, NW, as atitudes medidas mais frequentes são 329/17 e 322/43. A primeira atitude representa uma condição de ângulo de mergulho subhorizontal, e a segunda, uma condição de ângulo de mergulho mais inclinado. Para a direção de mergulho SE, a atitude medida mais frequente é 143/37.

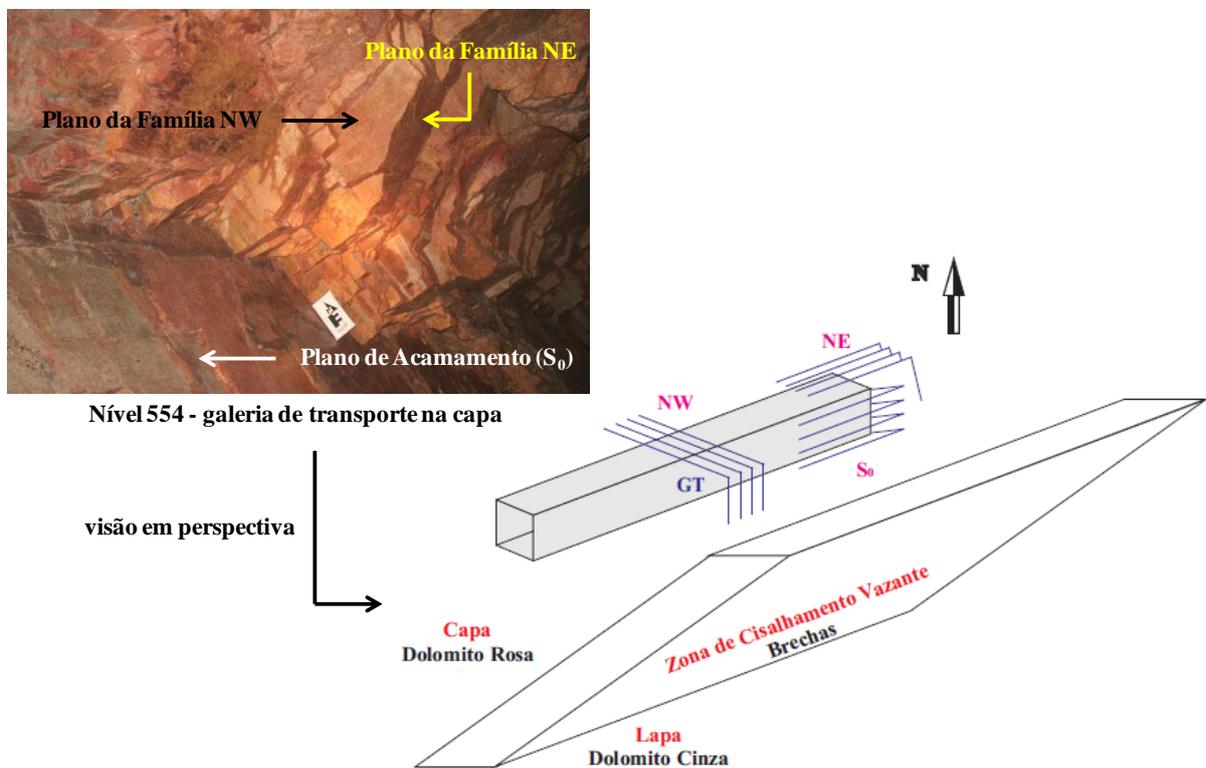


Figura D.7 – Principais famílias de descontinuidades presentes no dolomito rosa.

Dentre estas famílias, a família BA não foi identificada, muito embora tenha sido mapeada em algumas travessas de capa (HW), conforme se observa no Apêndice C. Apresentadas as atitudes, descrevem-se os parâmetros persistência, espaçamento, abertura, preenchimento, condição de alteração e ondulação / rugosidade, em conformidade com os critérios sugeridos pela ISRM (1978). Estes parâmetros encontram-se descritos na Tabela D.6. Em especial, as persistências das famílias encontram-se ilustradas nas Figuras D.8 a D.12.

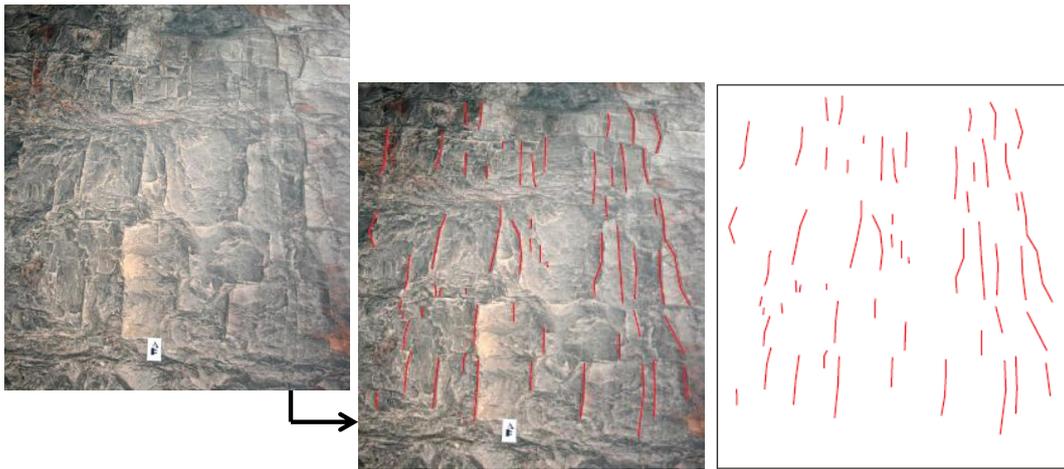
Tabela D.6 – Descrição das famílias de descontinuidades do dolomito rosa.

Família NW	Persistência	Ao longo da direção de mergulho	Persistência muito baixa	< 1 m
		Ao longo da direção do plano	Persistência baixa	1 – 3 m
	Espaçamento	60 – 200 mm		
	Abertura	< 0,1 mm		
	Preenchimento	Sem preenchimento		
	Condição de Alteração	São a levemente alterada		
	Ondulação e Rugosidade	Ondulada e rugosa (irregular)		
Família NE	Persistência	Ao longo da direção de mergulho	Persistência muito baixa	< 1 m
		Ao longo da direção do plano	Persistência média	3 - 10 m
	Espaçamento	60 – 200 mm		
	Abertura	< 0,1 mm		
	Preenchimento	Sem preenchimento		
	Condição de Alteração	São a levemente alterada		
	Ondulação e Rugosidade	Ondulada e rugosa (irregular)		
Plano de Acamamento (S ₀)	Persistência	Ao longo da direção de mergulho	Persistência muito alta	> 20 m
		Ao longo da direção do plano	Persistência muito alta	> 20 m
	Espaçamento	60 – 200 mm		
	Abertura	-		
	Preenchimento	-		
	Condição de Alteração	São		
	Ondulação e Rugosidade	Ondulada e lisa		

Nota: Para a determinação da persistência, espaçamento e abertura não se realizou um tratamento estatístico das medições e obtenção da moda, conforme recomenda a ISRM (1978). As medidas basearam-se em dados de Relatório Interno da VM e em algumas medições, dada à repetibilidade das mesmas, observada nas galerias.



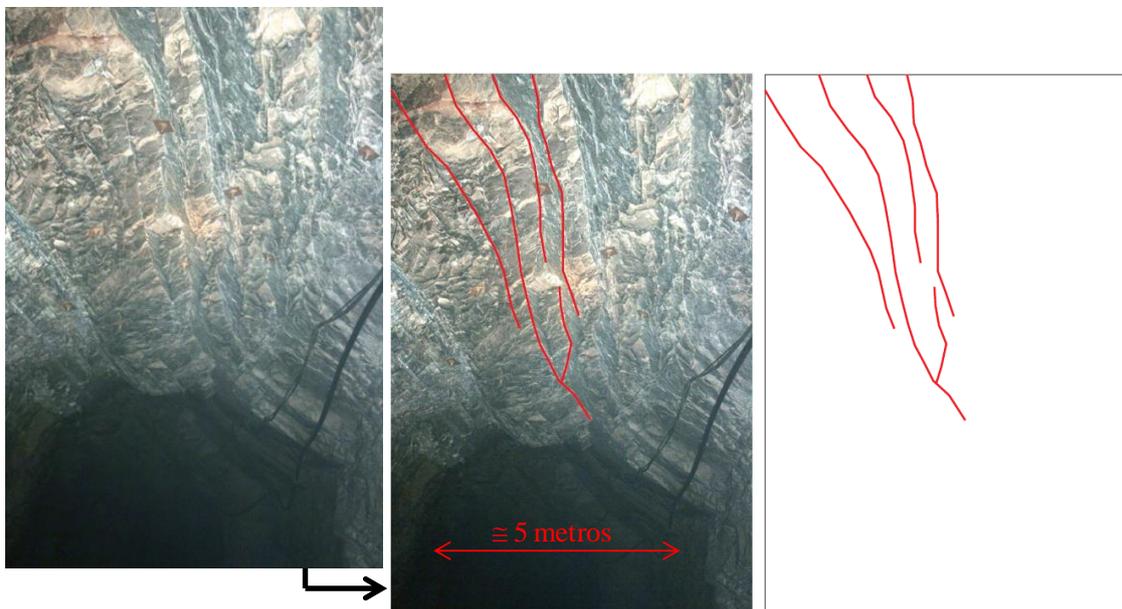
Figura D.8 – Persistência da família NW ao longo da direção do plano.



Parede da galeria de pesquisa na capa localizada no nível 509

Traço da descontinuidade

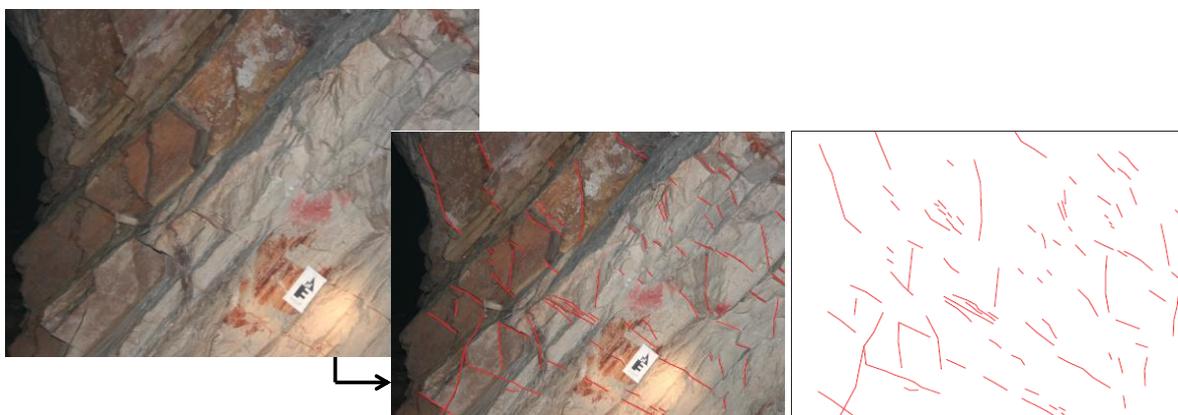
Figura D.9 – Persistência da família NW ao longo da direção de mergulho.



Teto da galeria de transporte na capa localizada no nível 527

Traço da descontinuidade

Figura D.10 – Persistência da família NE ao longo da direção do plano.



Parede de travessa localizada no nível 527

Traço da descontinuidade

Figura D.11 – Persistência família NE ao longo da direção de mergulho.

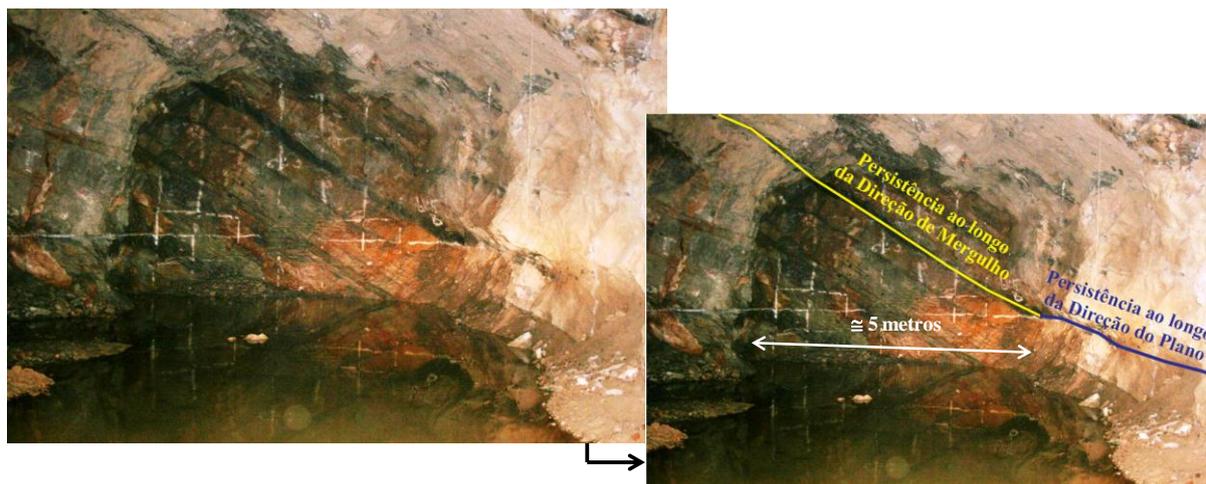


Figura D.12 – Persistência do plano de acamamento.

D.3 – DESCONTINUIDADES DO DOLOMITO CINZA

A caracterização das descontinuidades presentes no dolomito cinza, de forma análoga ao rosa, inicia-se com a descrição das orientações das famílias. Apresentam-se as atitudes (Tabela D.7), os estereogramas (Figuras D.13 a D.16) e a visão em perspectiva (Figura D.17).

Tabela D.7 – Atitudes das descontinuidades no dolomito cinza.

Litologia	Dolomito Cinza			
	Trecho Mapeado		Execução do Mapeamento	Família de Descontinuidade
Região da Mina / Galeria	Perfil Inicial (m)	Perfil Final (m)		
Sucuri 388-GTN	12425 a 12575	Bhering (2009)	NW	053/79, 063/87, 052/84.
			NE	123/76, 132/75, 141/68.
			S0	342/15, 324/19, 339/18, 355/19.
			BA	272/28, 340/10, 276/28, 027/55.
Sucuri 345-GTN	12300 a 12475	Bhering (2009)	NW	222/75, 042/89, 043/86, 062/78.
			NE	147/56, 168/51, 150/57, 140/39, 322/76, 314/72, 313/58, 322/64, 312/78.
			S0	331/29, 329/15, 348/10, 335/22, 325/14.
			BA	232/10, 313/15.
Lumiadeira 420-GTS	10400 a 10550	Bhering (2009)	NW	053/87, 062/86, 230/83.
			NE	152/74, 123/52.
			S0	298/17, 334/15, 326/14, 317/24, 304/13.
Lumiadeira 420-GTS	10050 a 10200	Bhering (2009)	NW	053/82, 039/84.
			NE	137/62, 147/77, 309/48, 297/26.
			S0	275/30, 297/26.

Tabela D.7 – Atitudes das descontinuidades no dolomito cinza (continuação da tabela).

Litologia	Dolomito Cinza					
	Região da Mina / Galeria	Trecho Mapeado		Execução do Mapeamento	Família de Descontinuidade	Direção de Mergulho/Mergulho (graus/graus)
		Perfil Inicial (m)	Perfil Final (m)			
Lumiadeira 455-GTS	9875 a 9975	Bhering (2009)	NW	023/82, 068/89, 042/88, 208/86.		
				NE	165/55, 148/43 142/41, 152/51.	
				S0	146/13, 142/21, 172/42.	
				BA	323/25, 325/18, 305/14.	
Lumiadeira 455-GTS	9232 a 9345	Tese	NW	040/90, 042/77, 050/82.		
				NE	130/53, 125/74, 142/65.	
				S0	316/19, 312/23, 320/28.	
Lumiadeira 420-GTS	9205 a 9270	Tese	NW	038/85, 037/80, 053/70, 056/83, 055/85, 035/90, 085/48, 058/88, 222/90, 222/90, 051/84, 223/85, 236/90, 223/87, 225/85, 215/83, 227/90, 235/90, 040/85, 238/90, 240/84, 225/90, 050/83.		
				NE	310/60, 323/58, 335/45, 330/69, 314/40, 315/55, 290/35, 313/50, 293/45, 332/62, 324/70, 340/42, 285/35, 312/47, 282/50, 315/60, 314/75, 330/61, 314/60, 333/39.	
			S ₀	150/55, 156/40, 160/55, 155/40, 155/36, 160/45, 158/43, 145/46, 170/35, 150/44, 155/35, 125/42, 135/45, 134/55, 150/47, 140/50, 115/39, 140/62, 140/42, 143/35, 128/36, 145/41, 148/38, 135/40, 145/43.		
				BA	340/25	

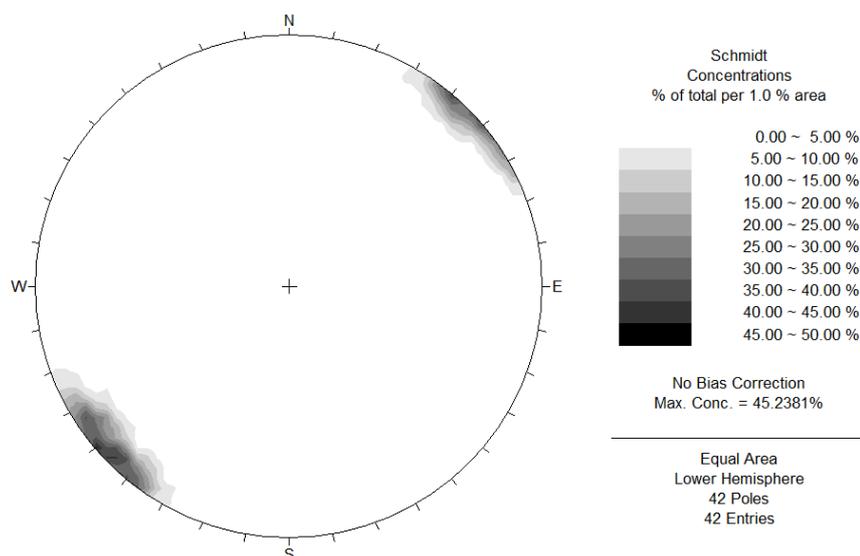


Figura D.13 – Diagrama estatístico de polos dos planos da família NW presente no dolomito cinza (estereograma gerado pelo programa DIPS).

A família de descontinuidades NW apresenta direção NW, mergulho subvertical e direção de mergulho para NE e para SW. Os mapeamentos indicaram que as atitudes mais frequentes são 050/86 e 220/87. Estas atitudes assemelham-se àquelas verificadas no dolomito rosa.

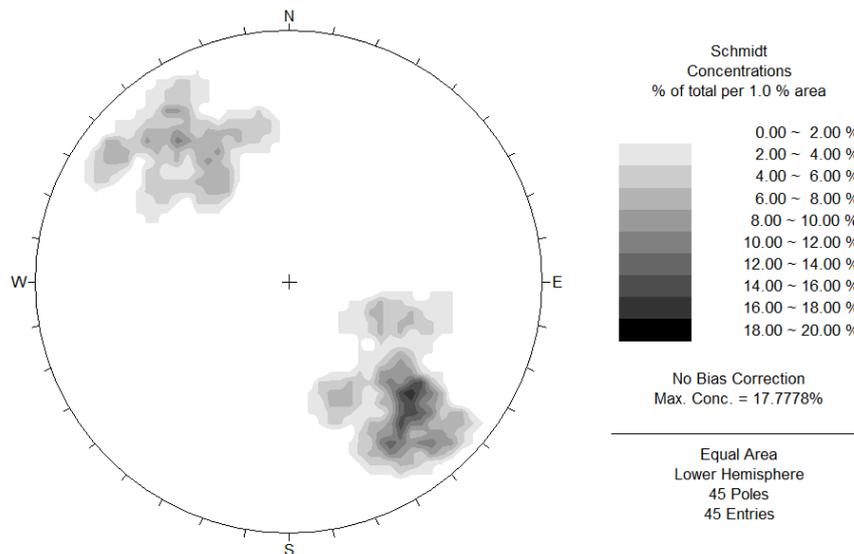


Figura D.14 – Diagrama estatístico de polos dos planos da família NE presente no dolomito cinza (estereograma gerado pelo programa DIPS).

A família de descontinuidades NE apresenta direção NE e direções de mergulho NW e SE. As atitudes mais frequentes são 313/54 e 141/60. Assim como para família NW, a família NE apresenta atitudes que se assemelham às verificadas no dolomito rosa.

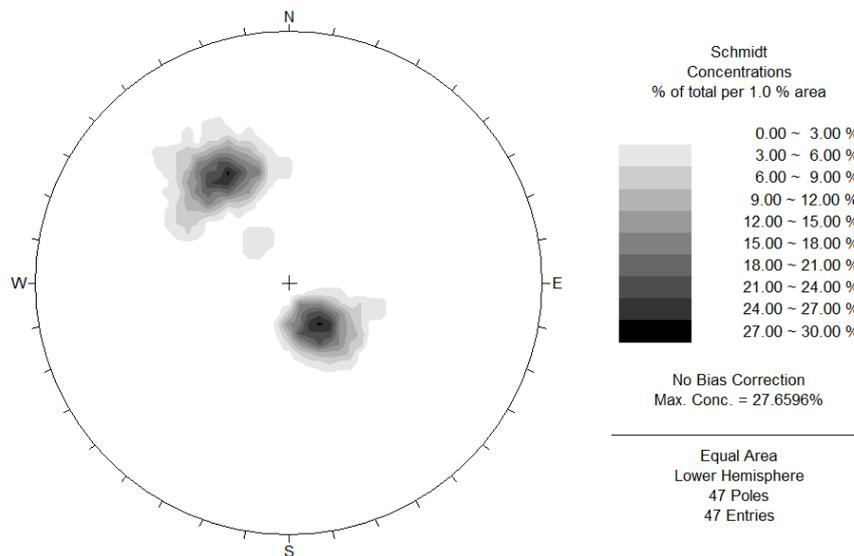


Figura D.15 – Diagrama estatístico de polos dos planos de acamamento (S_0) do dolomito cinza (estereograma gerado pelo programa DIPS).

O plano de acamamento (S_0) apresenta direção NE e direção de mergulho NW. Entretanto, em alguns locais, há uma inversão da direção de mergulho para SE, de forma semelhante à situação verificada nos dolomitos rosa. Quanto ao ângulo de mergulho, este pode variar entre valores de 10° até 62°. As atitudes mais frequentes são 323/15 e 152/41.

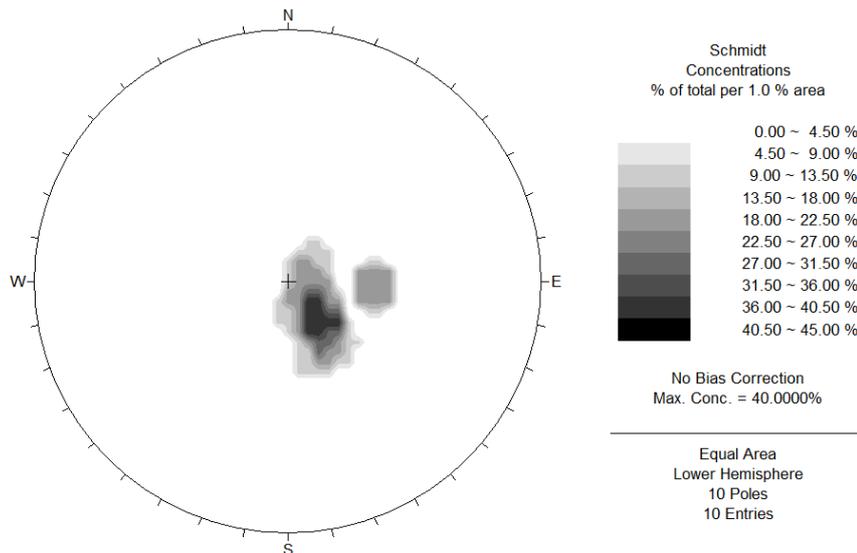


Figura D.16 – Diagrama estatístico de polos dos planos da família BA do dolomito cinza (estereograma gerado pelo programa DIPS).

A família de descontinuidades BA apresenta direção NE e mergulho sub-horizontal. A atitude mais frequente é 320/12.

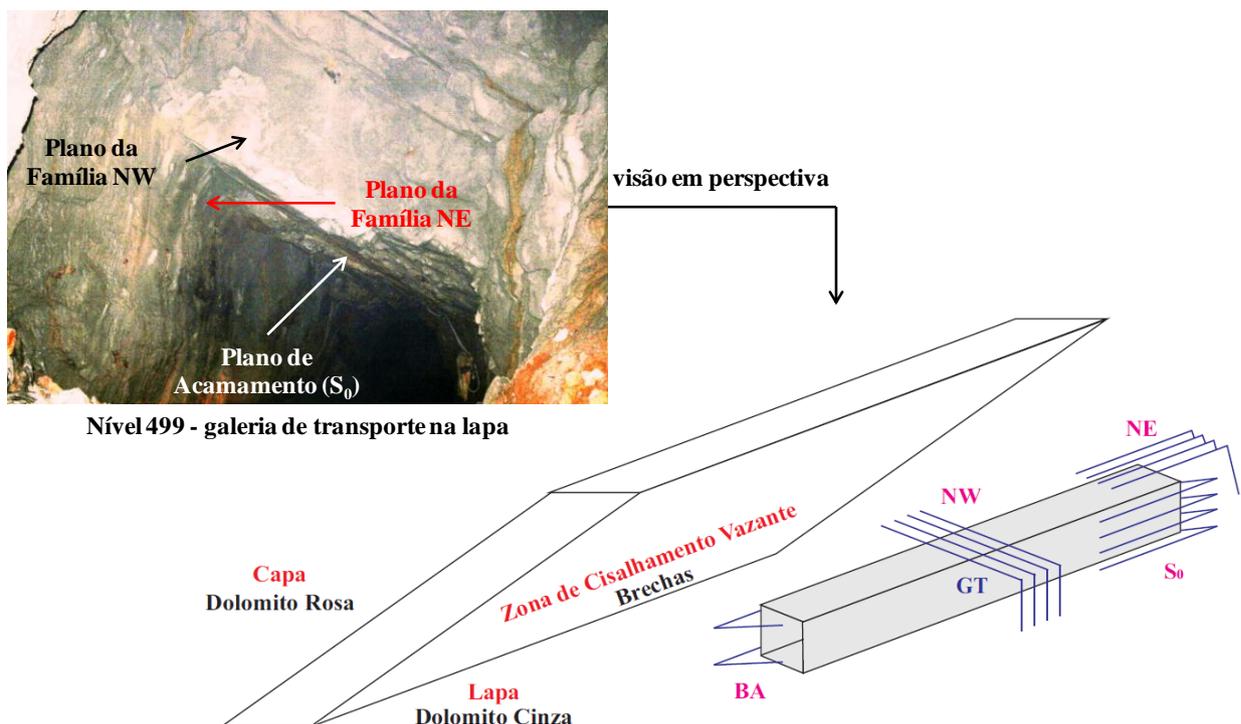


Figura D.17 – Principais famílias de descontinuidades presentes no dolomito cinza.

As famílias de descontinuidades presentes no dolomito cinza são as mesmas identificadas no dolomito rosa, exceto a família BA. Como consequência, alguns dos parâmetros, que caracterizam as famílias de descontinuidades do dolomito cinza (Tabela D.8), assemelham-se

àqueles descritos para as descontinuidades do dolomito rosa. O IPT (1986) observou também esta semelhança, ao analisar testemunhos de sondagens. Cabe ressaltar que a família BA é uma estrutura frequente nas brechas. Já nos dolomitos, as famílias NW, NE e o plano de acamamento (S_0) são as estruturas mais frequentes ao longo de toda a mina. Possivelmente, a persistência da família BA, estendendo-se das brechas até os dolomitos, ocorra em regiões da ZCV associadas à presença de arcos convergentes. Esta sugestão decorre da observação de Pinho (1990), que associa estruturas de baixo ângulo com as regiões de arco convergente da zona de cisalhamento. Tal fato pode ser um dos fatores que explicaria a menor frequência da família BA nos dolomitos, quando comparada às estruturas NW, NE e S_0 .

Tabela D.8 – Descrição das descontinuidades do dolomito cinza.

Família NW	Persistência	Ao longo da direção de mergulho	Persistência muito baixa	< 1 m
		Ao longo da direção do plano	Persistência baixa	1 – 3 m
	Espaçamento	60 – 200 mm e 200 – 600 mm		
	Abertura	< 0,1 mm		
	Preenchimento	Sem preenchimento		
	Condição de Alteração	São a levemente alterada		
	Ondulação e Rugosidade	Ondulada e rugosa (irregular)		
Família NE	Persistência	Ao longo da direção de mergulho	Persistência muito baixa	< 1 m
		Ao longo da direção do plano	Persistência média	3 - 10 m
	Espaçamento	60 – 200 mm		
	Abertura	< 0,1 mm		
	Preenchimento	Sem preenchimento		
	Condição de Alteração	São a levemente alterada		
	Ondulação e Rugosidade	Ondulada e rugosa (irregular)		
Plano de Acamamento	Persistência	Ao longo da direção de mergulho	Persistência muito alta	> 20 m
		Ao longo da direção do plano	Persistência muito alta	> 20 m
	Espaçamento	200 – 600 mm		
	Abertura	-		
	Preenchimento	-		
	Condição de Alteração	São		
	Ondulação e Rugosidade	Ondulada e lisa		
Família BA	Persistência ⁽¹⁾	Ao longo da direção de mergulho	Persistência média	3 - 10 m
		Ao longo da direção do plano	Persistência média	3 - 10 m
	Espaçamento ⁽¹⁾	2000 – 6000 mm		
	Abertura	< 0,1 mm ou 0,5 – 2,5 mm		
	Preenchimento	Sem preenchimento ou com película de argila		
	Condição de Alteração	São a levemente alterada		
	Ondulação e Rugosidade	Ondulada e lisa		

Nota: Para a determinação da persistência, espaçamento e abertura não se realizou um tratamento estatístico das medições e obtenção da moda, conforme recomenda a ISRM (1978). As medidas basearam-se em dados de Relatório Interno da VM e em algumas medições, dada à repetibilidade das mesmas, observada nas galerias.

⁽¹⁾ A persistência e o espaçamento foram inferidos e não medidos.

Ao comparar o espaçamento dos planos de acamamento entre os dolomitos, cinza e rosa, constata-se que o dolomito cinza apresenta um espaçamento maior que o rosa. Esta diferença entre ambos, visualmente na mina, confere um aspecto mais maciço ao dolomito cinza.

D.4 – DESCONTINUIDADES DAS BRECHAS

A caracterização das descontinuidades, presentes nas brechas, é realizada de forma análoga àquela apresentada para os dolomitos, cinza e rosa. Inicia-se com a descrição das orientações das famílias apresentando as atitudes (Tabela D.9), os estereogramas (Figura D.18, Figura D.19 e Figura D.20) e a visão em perspectiva (Figura D.21).

Tabela D.9 – Atitude das descontinuidades nas brechas.

Litologia	Brecha				
	Trecho Mapeado		Execução do Mapeamento	Família de Descontinuidade	Direção de Mergulho/Mergulho (graus/graus)
	Perfil Inicial (m)	Perfil Final (m)			
Sucuri 388-NIC	12425 a 12575	Bhering (2009)	NW	215/79, 061/85, 038/84, 227/85.	
			NE	319/53, 305/67, 298/70, 322/45, 325/88, 131/78, 105/83, 141/59.	
			BA	320/16, 270/15.	
Sucuri 554-GM	12245 a 12343	Tese	NW	054/82, 047/84, 261/64, 243/84, 205/90, 055/87, 265/60.	
			NE	345/90, 325/50, 155/70, 342/48, 135/55, 309/70, 320/60, 155/70, 160/70, 323/54, 135/90, 350/59.	
			BA	076/10, 025/21, 135/11, 076/10.	
Sucuri 527-GM	12367 a 12515	Tese	NW	054/82, 047/84, 261/64, 243/84, 055/87, 297/55, 323/69, 135/55, 313/55, 150/90, 309/70, 294/62, 300/52, 155/70, 160/70, 323/54, 135/90, 275/48, 342/48.	
			NE	294/62, 300/52, 155/70, 160/70, 323/54, 135/90, 275/48, 342/48.	
			BA	052/09, 025/21, 135/11, 076/10.	
Bocaina Norte 345-GMS1LE	11525 a 11575	Bhering (2009)	NW	038/67, 073/88	
			NE	154/79	
Bocaina Norte 370-GMS1	11450 a 11575	Bhering (2009)	NW	225/82, 041/89.	
			NE	122/81, 095/68, 115/58, 115/49.	
			BA	195/22, 118/25, 120/22.	
Morro da Usina 345-GMS1LE	11200 a 11300	Bhering (2009)	NW	060/87, 065/88, 058/85, 060/88, 065/87.	
			NE	312/55, 321/58, 315/57, 309/61, 318/60, 315/57, 320/55, 315/58, 180/48.	
			BA	305/30, 297/22, 273/25, 298/15, 317/10.	
Lumiadeira 484-GMS	9950 a 10050	Bhering (2009)	NW	230/87, 224/83, 200/86, 195/70.	
			NE	336/51, 306/54, 296/52, 143/35, 129/38, 143/73.	
			BA	097/17, 350/15.	
Lumiadeira 420-GMS	9875 a 10050	Bhering (2009)	NW	223/72, 070/77, 212/83, 048/81.	
			NE	148/62, 115/65, 142/60, 136/72, 332/57, 311/58, 316/52, 319/54.	
			BA	045/30, 225/17, 142/15, 190/30, 016/96.	

Tabela D.9 – Atitude das descontinuidades nas brechas (continuação da tabela).

Litologia		Brecha			Direção de Mergulho/Mergulho (graus/graus)
Região da Mina / Galeria	Trecho Mapeado		Execução do Mapeamento	Família de Descontinuidade	
	Perfil Inicial (m)	Perfil Final (m)			
Lumiadeira 388-GMS	9850 a 10050	Bhering (2009)	NW	073/76.	
			NE	148/77, 142/68, 163/72, 332/68, 327/65, 336/77, 350/84.	
			BA	323/25.	
Lumiadeira 455-GMS	9232 a 9300	Tese	NW	003/80, 020/70, 230/90, 230/85, 216/75, 042/80, 055/60, 185/82, 030/45, 036/55, 012/61, 055/80, 205/90, 005/40, 185/65, 025/85, 005/75, 265/60, 270/75, 245/60, 050/75, 190/47, 030/40, 050/85, 185/90, 005/90, 045/85.	
			NE	275/48, 308/75, 325/50, 287/50, 342/48, 310/82, 350/59, 120/65, 284/40, 135/90, 290/50, 160/79, 140/50, 165/85, 318/75, 330/65, 135/55, 325/70, 303/48, 150/90, 305/75, 95/75, 350/85, 320/60, 335/55, 155/70, 150/80, 345/60, 140/65, 320/45, 135/65, 310/60, 320/75, 345/40, 350/80, 335/70, 350/60, 175/55, 160/70, 325/60, 345/90, 155/45.	
			BA	076/10, 120/10, 014/05, 180/15, 255/35, 247/25, 295/25, 310/35.	
Lumiadeira 420-GMS	9200 a 9300	Tese	NW	042/80, 055/60, 185/82, 030/45, 036/55, 012/61, 055/80, 205/90.	
			NE	310/82, 350/59, 120/65, 284/40, 290/50, 160/79, 140/50, 330/65, 135/55, 325/70, 303/48, 305/75.	
			BA	115/10, 140/5, 180/15.	

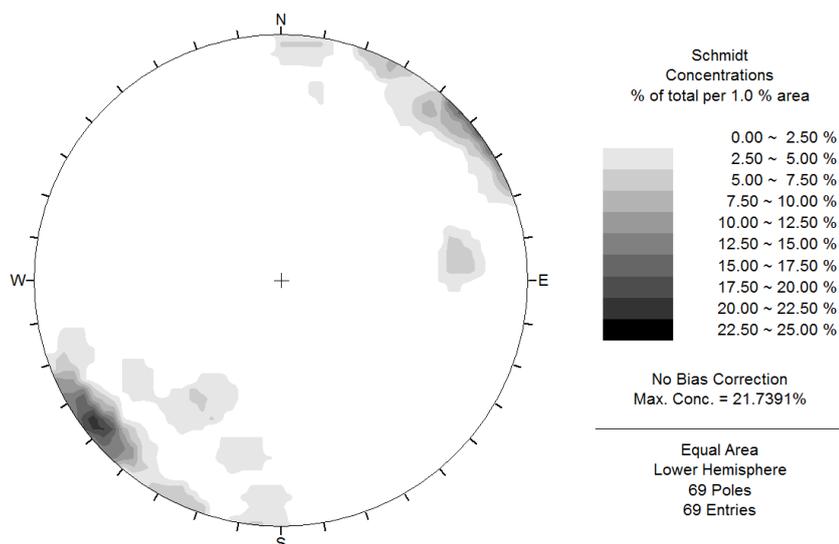


Figura D.18 – Diagrama estatístico de polos dos planos da família NW presente na brecha (estereograma gerado no programa DIPS).

A família de descontinuidades NW apresenta direção NW, mergulho subvertical e direção de mergulho para NE e para SW. As atitudes mais frequentes são 052/83 e 227/87.

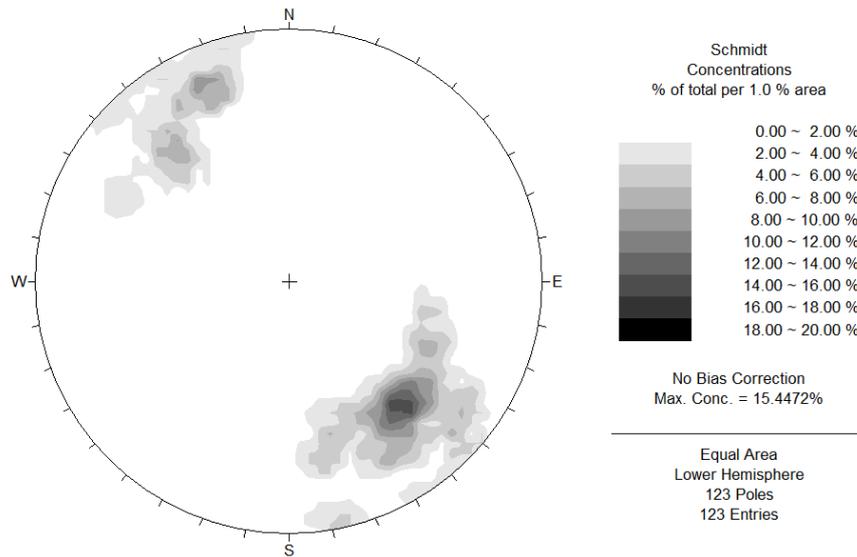


Figura D.19 – Diagrama estatístico de polos dos planos da família NE presente na brecha (estereograma gerado no programa DIPS).

A família de descontinuidades NE apresenta direção NE e direções de mergulho NW e SE. As atitudes mais frequentes são 318/55 e 156/73.

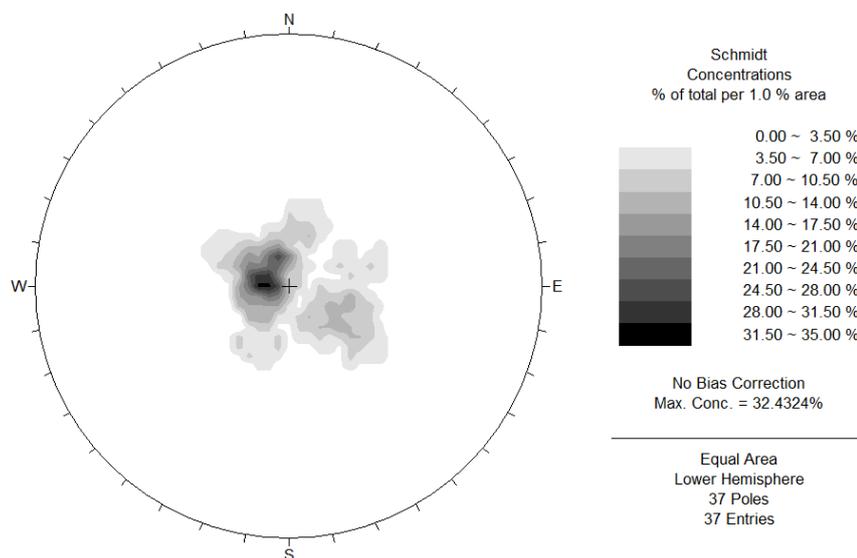


Figura D.20 – Diagrama estatístico de polos dos planos da família BA presente na brecha (estereograma gerado no programa DIPS).

A família de descontinuidades BA apresenta direção NE e direções de mergulho NW e SE. As atitudes mais frequentes são 303/17 e 096/07.

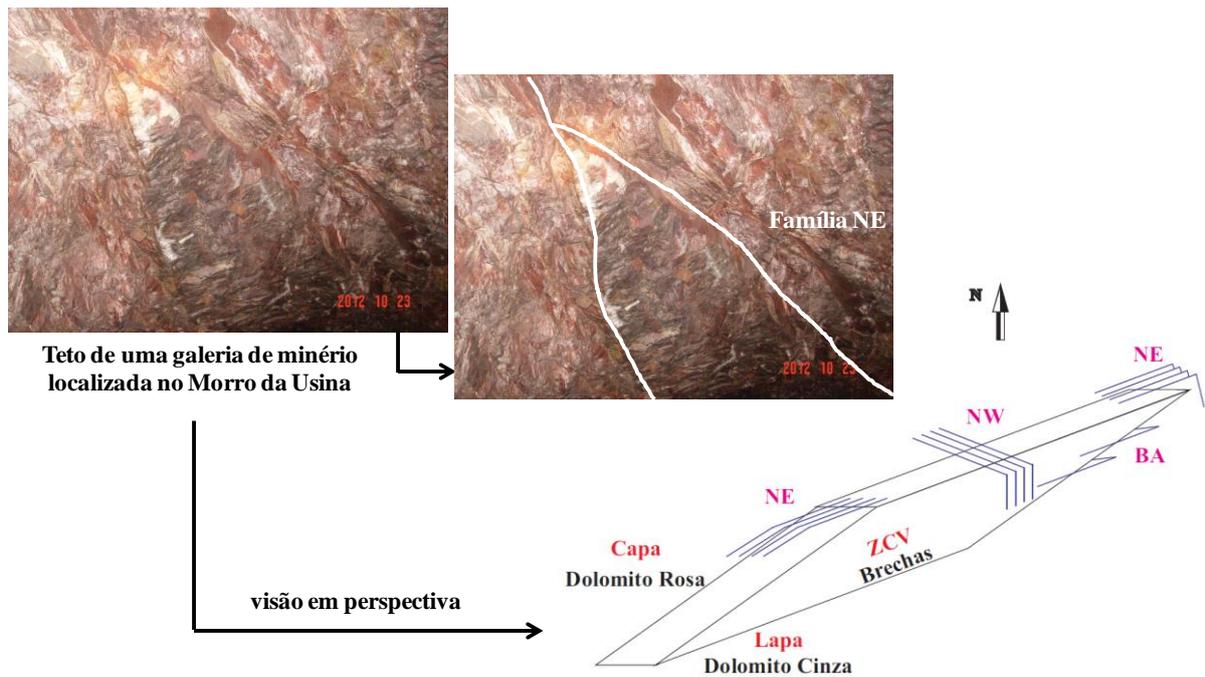


Figura D.21 – Família de descontinuidades presentes na ZCV.

Couto (2012) fez uma consideração geotécnica especial para a família de descontinuidades NE, presente nas brechas. Nesta consideração, a descontinuidade NE é interpretada como duas famílias. Estas famílias apresentam as direções dos planos iguais e direções de mergulho em sentidos opostos, assemelhando-se a um par conjugado de falhas (Figura D.22). Esta interpretação é pertinente, do ponto de vista geotécnico, pois em uma análise plana, nota-se que a família NE é capaz de individualizar um bloco de rocha (Figura D.23). Logo, sob a ótica geotécnica, as brechas apresentam quatro famílias de descontinuidades.

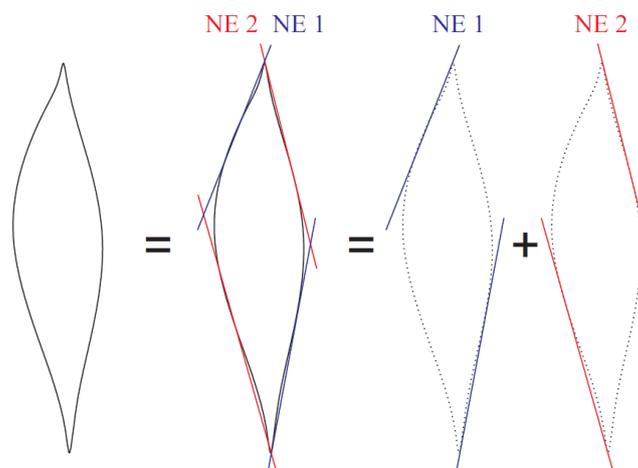
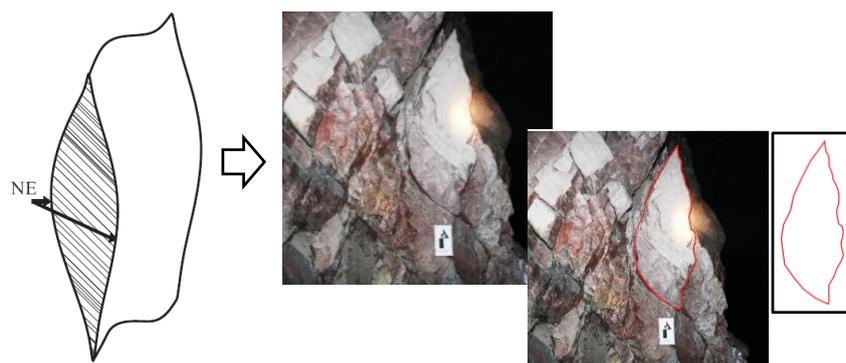


Figura D.22 – Interpretação geotécnica especial da família NE na brecha.



Maciço de lapa do bloco 12570 no nível 554

Figura D.23 – Individualização de blocos de rocha pela família NE na brecha.

A família NW apresenta os mesmos parâmetros descritos para os dolomitos, cinza e rosa. A família NE apresenta algumas peculiaridades na sua caracterização, as quais serão explicadas na sequência do texto. Estes parâmetros estão descritos na Tabela D.10.

Tabela D.10 – Descrição das descontinuidades das brechas.

Família NW	Persistência	Ao longo da direção de mergulho	Persistência muito baixa	< 1 m
		Ao longo da direção do plano	Persistência baixa	1 – 3 m
	Espaçamento	60 – 200 mm e 200 – 600 mm		
	Abertura	< 0,1 mm		
	Preenchimento	Sem preenchimento		
	Condição de Alteração	São a levemente alterada		
Ondulação e Rugosidade	Ondulada e rugosa (irregular)			
Família NE	Persistência	Ao longo da direção de mergulho	Persistência alta ⁽¹⁾	10 - 20 m
		Ao longo da direção do plano	Persistência alta	10 - 20 m
	Espaçamento ⁽²⁾	60 – 200 mm e 200 – 600 mm		
	Largura ⁽³⁾	1 a 5 mm		
	Preenchimento ⁽⁴⁾	Cimentação e/ou metapelitos		
	Condição de Alteração	São a levemente alterada		
Ondulação e Rugosidade	Ondulada e lisa			
Família BA	Persistência ⁽¹⁾	Ao longo da direção de mergulho	Persistência média	3 - 10 m
		Ao longo da direção do plano	Persistência média	3 - 10 m
	Espaçamento ⁽¹⁾	2000 – 6000 mm		
	Abertura	< 0,1 mm		
	Preenchimento	Sem preenchimento		
	Condição de Alteração	São a levemente alterada		
Ondulação e Rugosidade	Ondulada e lisa			

Nota: Para a determinação da persistência, espaçamento e abertura não se realizou um tratamento estatístico das medições e obtenção da moda, conforme recomenda a ISRM (1978). As medidas basearam-se em dados de Relatório Interno da VM e em algumas medições, dada à repetibilidade das mesmas, observada nas galerias.

⁽¹⁾ O parâmetro é inferido e não medido

⁽²⁾ O espaçamento é o diâmetro menor das estruturas amendoadas, formadas pelas superfícies anastomosadas.

⁽³⁾ O termo abertura é substituído por largura quando a descontinuidade encontra-se preenchida (ISRM, 1978).

⁽⁴⁾ O preenchimento apresenta composição variada.

As descrições quantitativas das famílias NE, apresentadas na tabela anterior, são complementadas com informações adicionais. Estas informações têm o intuito de esclarecer os seguintes parâmetros: persistência; espaçamento; largura; e preenchimento. A persistência desta família ao longo da direção de mergulho é inferida, devido à impossibilidade de medi-la nesta direção (Figura D.24). O seu espaçamento é medido ao longo do diâmetro menor das estruturas amendoadas, formadas pelo entrecruzamento das superfícies da família NE (Figura D.25). O uso do termo largura é uma orientação da ISRM (1978) em substituição ao termo abertura, quando a descontinuidade encontra-se preenchida (Figura D.26). Quanto ao preenchimento, este é descrito de forma detalhada nos dois próximos parágrafos.

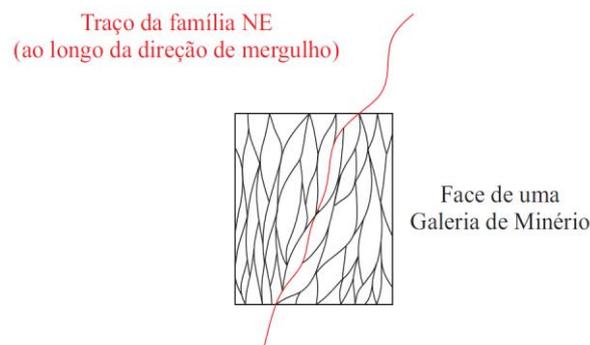


Figura D.24 – Persistência ao longo da direção de mergulho da família NE nas brechas.

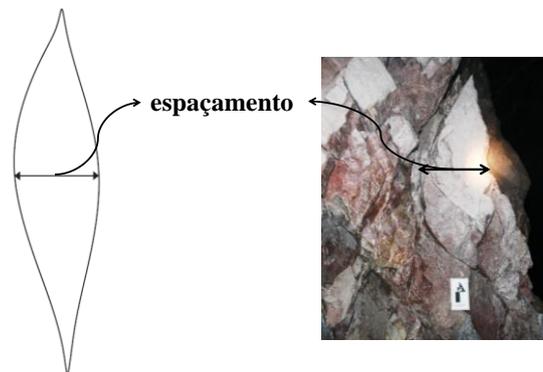


Figura D.25 – Espaçamento da família NE nas brechas.

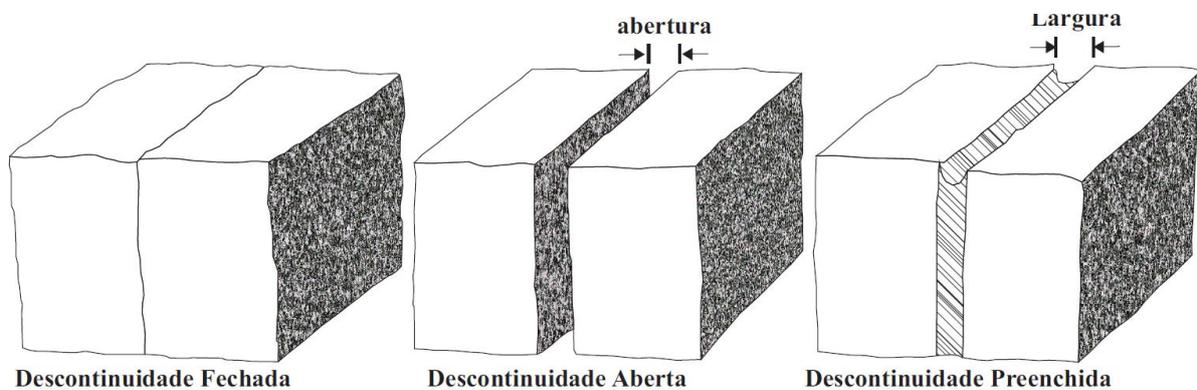
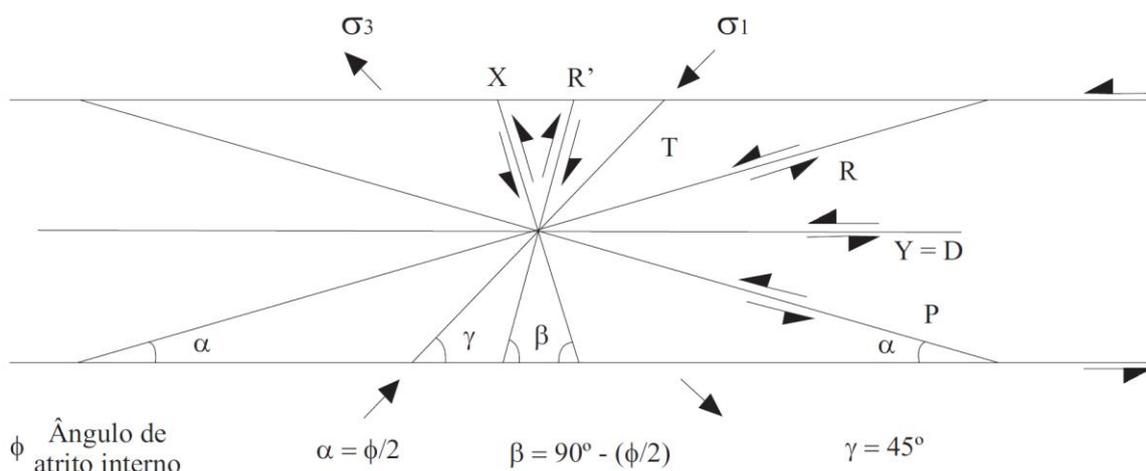


Figura D.26 – Uso dos termos técnicos abertura e largura (modificado de ISRM, 1978).

Monteiro (2002) citou que, a Falha Vazante caracteriza-se por complexas zonas de cisalhamento de geometria irregular ou anastomosada, resultante da interseção entre os planos de cisalhamento Y, X, R, R', P e fraturas T (Figura D.27). O IPT (1986) relatou que, esta zona de brecha apresenta suas fraturas intensamente preenchidas por cimentos carbonáticos e silicosos, ambos de cor avermelhada. E conclui observando que esta cimentação confere coesão significativamente alta às fraturas, o que resulta em um acréscimo de resistência mecânica às brechas, sem, contudo, igualarem-se aos dolomitos. Pinho (1990) descreveu que as lentes (*pods*) de brecha dolomítica apresentam cimentação dolomítica ou silicosa, e podem intercalar-se com lentes (*pods*) de margá, ardósia e sericita filito (Figura D.28). Pinho (1990) observou ainda que, nas áreas ao longo da ZCV, onde se formam arcos divergentes, é comum o preenchimento por chert, jaspe, dolomita, siderita e sulfeto, além de grande quantidade de sílica. Couto & Caldeira (2002) descreveram o material de preenchimento de forma sucinta, como um preenchimento duro. Monteiro (1997 e 2002) considerou que a origem hidrotermal do depósito resultou em uma intensa alteração hidrotermal fissural, que foi responsável pela formação de veios e brechas preenchidas por siderita, dolomita, hematita e jaspe. Dardenne & Schobbenhaus (2001) observaram que a cimentação dos dolomitos encaixantes caracteriza-se por intensa silicificação e sideritização. Bittencourt (2008) identificou cimentos carbonáticos (dolomita, ankerita, calcita) frequentemente, e também silicosos (quartzo), ao analisar amostras de brechas. Por último, Bhering (2009) citou que as brechas podem apresentar intenso hidrotermalismo e silicificação, o que impossibilita a individualização mecânica das mesmas e confere-lhes elevada resistência mecânica.



Estas relações angulares entre as discontinuidades, formadas por cisalhamento não coaxial, modificam-se quando a deformação progride.

Figura D.27 – Descontinuidades formadas em faixas afetadas por cisalhamento não coaxial (modificado de Hasui & Mito, 1992).



Figura D.28 – Lente de margá intercalada na brecha.

As observações anteriores sugerem duas considerações sobre o preenchimento das brechas. A primeira consideração trata do tipo de preenchimento presente entre as lentes das brechas. O preenchimento predominante é o cimento, o qual varia entre carbonato, sílica e óxido de ferro. Segundo Blyth & Freitas (1984), os diferentes tipos de cimentos, por ordem decrescente de resistência mecânica, são sílica, óxido de ferro e carbonato. Porém, há situações em que lentes de margá posicionam-se entre lentes de brechas dolomíticas. A segunda consideração trata da condição mecânica atribuída às brechas por meio desta cimentação. IPT (1986) e Bhering (2009) observaram que, o intenso hidrotermalismo e a silicificação elevam a resistência mecânica e impossibilitam a individualização das brechas.

D.5 – TAMANHO E FORMA DOS BLOCOS DE ROCHA

Os tamanhos dos blocos de rocha são um importante indicador do comportamento de um maciço. Suas dimensões são inferidas com base em três características das discontinuidades: o número de famílias de discontinuidades; o espaçamento; e a persistência (ISRM, 1978).

Os tamanhos e as formas dos blocos de rocha serão analisados para as unidades da capa (HW), da lapa (FW) e da ZCV. Como as discontinuidades presentes na capa (HW) e na lapa (FW) assemelham-se, realiza-se uma análise única para estas unidades. Já para as discontinuidades presentes na ZCV, faz-se uma abordagem separada, devido a marcante diferença estrutural entre esta e as outras duas unidades. Assim realizam-se duas análises, uma para os dolomitos e outra para as brechas. A análise dos dolomitos refere-se às unidades de capa (HW) e de lapa (FW), enquanto que a análise das brechas refere-se à unidade ZCV.

Nos dolomitos, as famílias de descontinuidades mais frequentes são três, NW, NE e S_0 . A orientação destas três famílias impõe uma segmentação ao maciço, em forma aproximada de cubos ou de placas. A dimensão destes poliedros, a princípio, é função dos espaçamentos de cada uma das famílias de descontinuidades. Como as famílias apresentam espaçamentos que variam entre 60 e 200 mm, teoricamente, esperar-se-iam blocos de rocha, sob a forma de cubos e/ou placas, cujas arestas apresentassem dimensão máxima na ordem de decímetros.

Entretanto, o que se verifica nos dolomitos são blocos maiores, tanto na mina subterrânea, como na antiga cava da mina a céu aberto (Figura D.29). Estes blocos, em geral, apresentam uma dimensão na ordem decimétrica e as outras duas na ordem métrica. Supõe-se que a dimensão decimétrica associa-se ao espaçamento do plano de acamamento (S_0), por ser uma feição estrutural persistente. Por consequência, as outras duas dimensões associam-se às famílias NW e NE, porque estas não são estruturas persistentes, muito embora a família NE apresente uma persistência média ao longo da direção do plano.

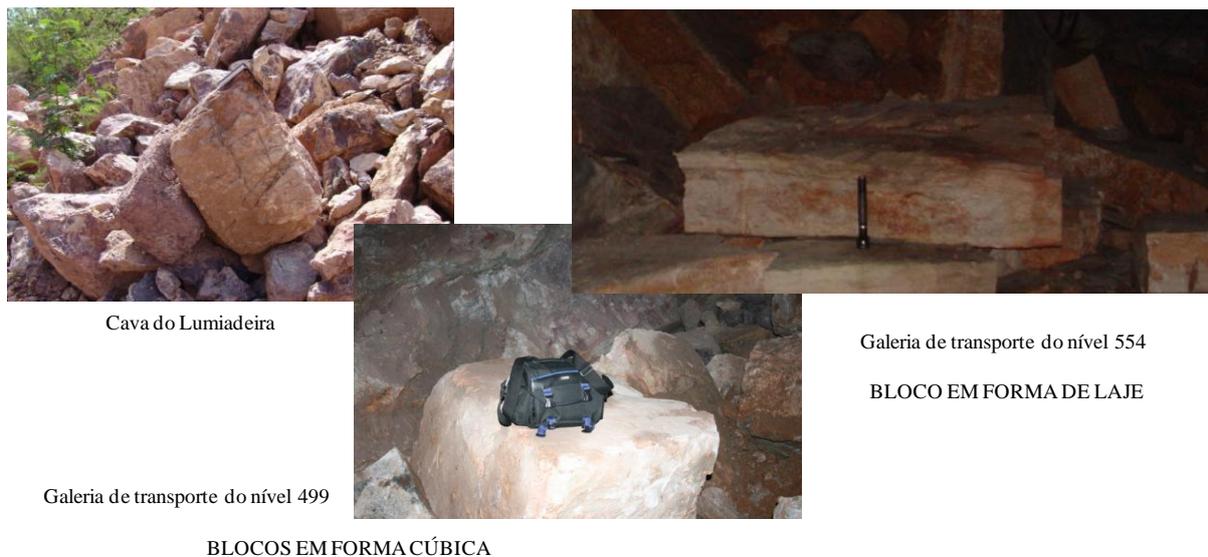


Figura D.29 – Dimensões dos blocos de rocha presentes nos dolomitos.

Nas brechas, as famílias de descontinuidades mais frequentes são quatro, NW, NE, interpretada como se fosse um par conjugado, e BA. A orientação (direção de mergulho / ângulo de mergulho) das famílias NW e NE impõe uma segmentação ao maciço rochoso em forma de um tronco de elipsóide. A família NE é responsável por configurar a forma elíptica às seções de base e de topo do tronco de elipsóide, enquanto a NW configura o comprimento, (Figura D.30). A dimensão destes poliedros, de forma análoga aos blocos formados nos dolomitos, a princípio, é função dos espaçamentos de cada uma das famílias de

descontinuidades. Como estas famílias apresentam espaçamentos na ordem de decímetros, teoricamente, esperar-se-iam blocos de rocha sob a forma de tronco de elipsóide, cujas arestas apresentassem dimensão máxima na ordem de decímetros. Na realidade, os blocos presentes nas brechas apresentam dimensões que variam entre decimétricas à aproximadamente métrica, conforme se verificou na mina subterrânea e na antiga cava da mina a céu aberto (Figura D.31). Aparentemente, os blocos presentes nas brechas são menores que nos dolomitos.

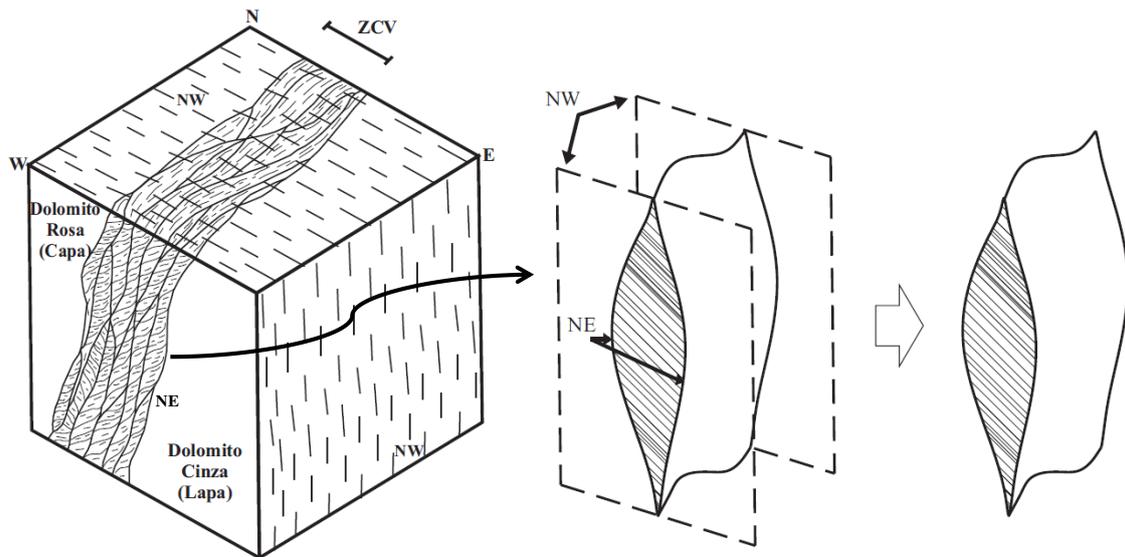


Figura D.30 – As famílias de descontinuidades da brecha e a forma dos blocos de rocha.

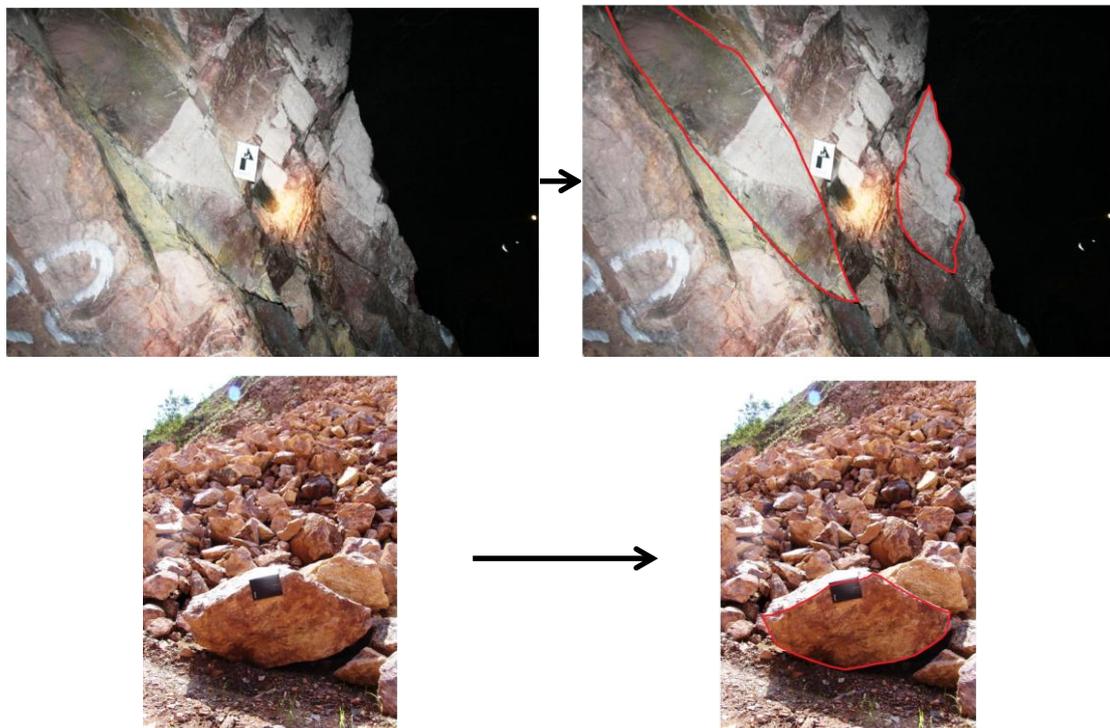


Figura D.31 – Dimensões dos blocos de rocha presentes nas brechas.

Na oportunidade, ressalta-se que este trabalho não efetuou estudos sistemáticos sobre a relação entre os espaçamentos e persistências das famílias e as dimensões dos blocos de rocha, nos dolomitos e nas brechas. Realizou-se somente um exercício inicial entre persistências e espaçamentos, verificados nos mapeamentos, e as dimensões dos blocos presentes em alguns pontos da mina. É possível que, um estudo sistemático sobre esta relação possa contribuir para a caracterização do maciço rochoso. Segundo a ISRM (1978), maciços compostos por grandes blocos favorecem o efeito de arqueamento e o travamento de blocos, o que torna os maciços menos deformáveis e as escavações subterrâneas mais estáveis.

D.6 – INFLUÊNCIA DA ÁGUA

A escavação dos realces ocorre em regiões da mina posicionadas dentro do cone de rebaixamento do lençol freático. Logo, não há pressão de água sobre as superfícies das discontinuidades presentes nas três unidades, capa (HW), lapa (FW) e ZCV.

D.7 – FALHA VAZANTE (FV)

Uma vez realizada as descrições quantitativas das discontinuidades presentes na capa, na lapa e na ZCV, caracteriza-se a Falha Vazante (FV). Esta estrutura compõe-se de dois planos, um plano de capa e um plano de lapa, os quais delimitam o corpo de minério (Figura D.32). Embora a FV seja uma discontinuidade da ZCV, ela é apresentada individualmente.

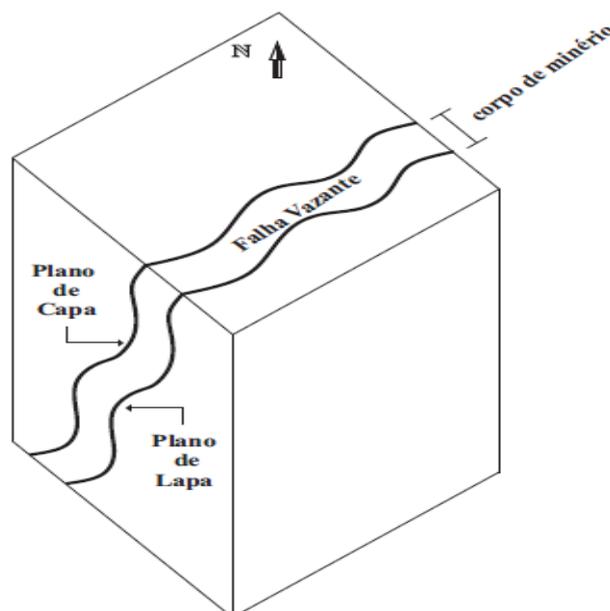


Figura D.32 – Planos de capa (HW) e lapa (FW) da Falha Vazante.

A descrição da FV, assim como nas discontinuidades anteriores, inicia-se pela orientação, a qual é apresentada por meio das atitudes (Tabela D.11) e do estereograma (Figura D.33).

Tabela D.11 – Atitudes da Falha Vazante.

Região da Mina		Trecho Mapeado	Direção de Mergulho/Mergulho (graus/graus)	Execução do Mapeamento
Bocaina Norte	Nível 345	GMS - Perfil 11525 a 11575	323/73, 317/78, 324/71, 342/72.	Bhering (2009)
Sucuri	Nível 554	Travessa 12397	325/75	Tese
		Travessa 12417	320/65	
		Travessa 12440	330/60	
	Nível 527	Travessa 12515	305/65	
		Travessa 12540	320/50	
		Travessa 12565	315/60	
	Nível 455	Travessa 12247	310/55	
		Travessa 12292	304/22	
Nível 388	Travessa 12775	305/50, 300/75.		
Nível 345	Travessa 12850	325/75, 310/70.		
	Travessa 12925	320/75, 320/77.		
Lumiadeira	Nível 500	Travessa 9700	305/40, 325/35	
	Nível 484	Travessa 9890	190/85	
	Nível 455	Travessa 9300	327/67	
		Travessa 9343	320/62	
	Nível 420	Travessa 9445	300/70	
	Nível 388	Travessa 9475	325/70	

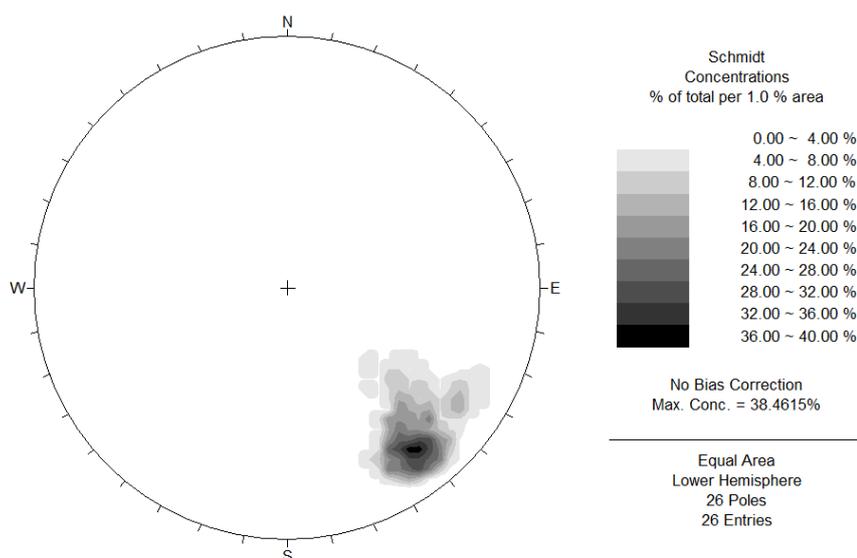


Figura D.33 – Diagrama estatístico de polos dos planos da Falha Vazante (estereograma gerado no programa DIPS).

A Falha Vazante apresenta direção NE e direção de mergulho NW. A atitude mais frequente verificada nestes mapeamentos foi 322/70. Entretanto, ressalta-se que a FV pode apresentar ângulos de mergulho mais suaves em determinados locais da mina. Eventualmente, devido a sua estrutura anastomosada, direções de mergulho muito distintas do padrão da mina, podem ser encontradas, como aquela do nível 484, na travessa 9890 (Tabela D.11).

Apresentadas as atitudes, prossegue-se a caracterização da FV, por meio da descrição dos parâmetros persistência, espaçamento, abertura, preenchimento, condição de alteração e ondulação / rugosidade, na Tabela D.12. A FV, a exemplo da família NE das brechas, apresenta algumas particularidades na sua caracterização. Para explicar estas particularidades, considerações complementares são descritas após a referida tabela.

Tabela D.12 – Descrição da Falha Vazante (FV).

Falha Vazante	Persistência	Ao longo da direção de mergulho	Persistência muito alta	> 20 m
		Ao longo da direção do plano	Persistência muito alta	> 20 m
	Espaçamento	2.000 – 6.000 mm		
	Largura	< 0,1 mm ou 2,5 – 10 mm		
	Preenchimento	Sem preenchimento ou com argila (condição mais comum)		
	Condição de Alteração	Moderadamente alterada		
	Ondulação e Rugosidade	Ondulada e polida		

Nota: Para a determinação do espaçamento e abertura não se realizou um tratamento estatístico das medições e obtenção da moda, conforme recomenda a ISRM (1978). As medidas basearam-se em dados de Relatório Interno da VM e em algumas medições, dada à repetibilidade das mesmas, observada nas galerias.

A descrição dos parâmetros persistência, espaçamento, largura, preenchimento e ondulação / rugosidade são complementadas com informações adicionais. Sobre as persistências dos planos de capa e de lapa da FV observa-se que as mesmas são elevadas, pois se associam intrinsecamente à continuidade vertical e horizontal da mina. Já o espaçamento, descrito pela distância ortogonal entre os planos de capa e de lapa da FV (Figura D.34), representa a espessura do corpo de minério. Atualmente, o espaçamento é aproximadamente 5 m. Quanto ao termo largura, este substitui o termo abertura devido à possibilidade de preenchimento dos planos da FV. Portanto, estes planos podem apresentar um contato rocha-rocha (Figura D.35), ou um preenchimento com material alterado ou com argila (Figura D.36). Por último, observa-se que a FV é uma feição estrutural ondulada, com superfície lisa. Segundo o IPT (1986), esta estrutura anastomosada da FV pode apresentar amplitude métrica a decamétrica. Possivelmente, em virtude da menor espessura do corpo de minério nas atuais regiões da mina, esta amplitude restrinja-se à escala métrica ou mesmo decimétrica.

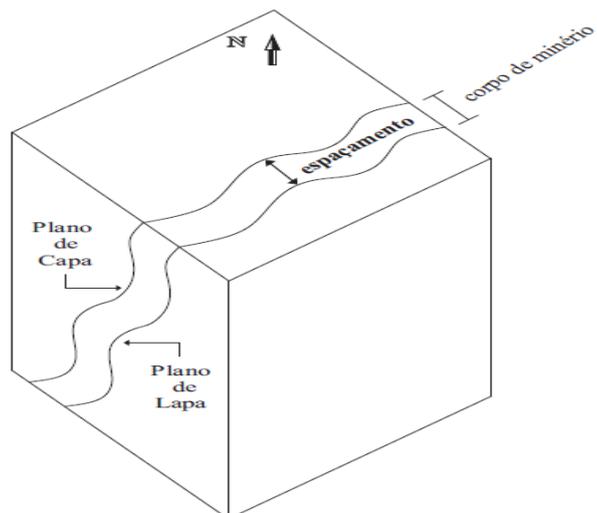


Figura D.34 – Espaçamento entre os planos de capa e lapa da FV.

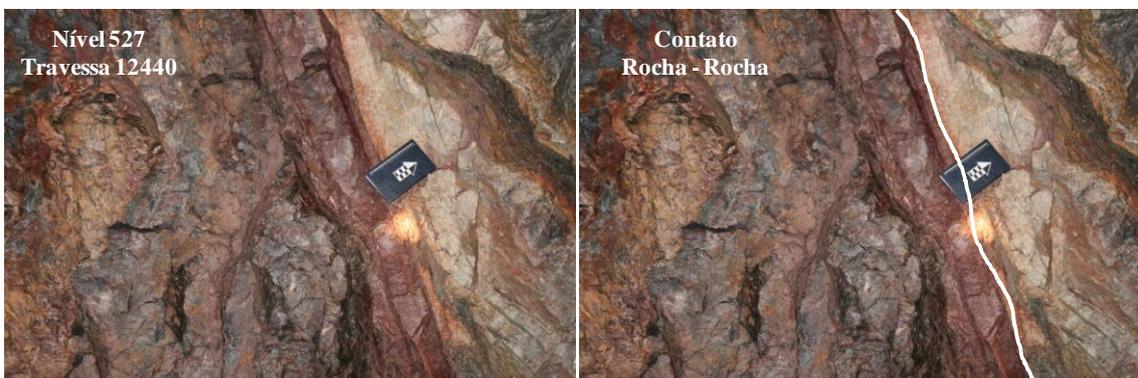


Figura D.35 – FV apresentando contato rocha-rocha



Figura D.36 – FV apresentando preenchimento com material alterado.

O ângulo de mergulho, a persistência, o preenchimento e a condição de alteração da FV sugerem, a princípio, condições de instabilidade ao teto dos realces da mina. Entretanto, Couto (2012) observou que os tetos dos realces são estáveis e que a diluição não planejada de minério está intrinsecamente relacionada à condição de instabilidade da capa (HW). Esta condição mostra-se discordante com as expectativas teóricas, observadas por Hoek & Brown

(1980) para rochas duras. Estes autores apresentam um conjunto de cinquenta diagramas de tensões de contorno, para diferentes condições de tensões iniciais e formas de escavação. Estes diagramas foram obtidos por meio de simulação numérica, considerando as rochas duras como materiais contínuos, homogêneos, isotrópicos e elásticos. Nestes diagramas é possível avaliar que as quinas do teto da escavação de um realce são locais, onde se verificam os maiores valores de tensão desviadora ($\sigma_1 - \sigma_3$), logo as maiores tensões cisalhantes e, por conseguinte um local crítico do maciço, sujeito a rupturas. Na Figura D.37, apresenta-se um dos diagramas de tensões, onde se verifica que as quinas da escavação são locais críticos.

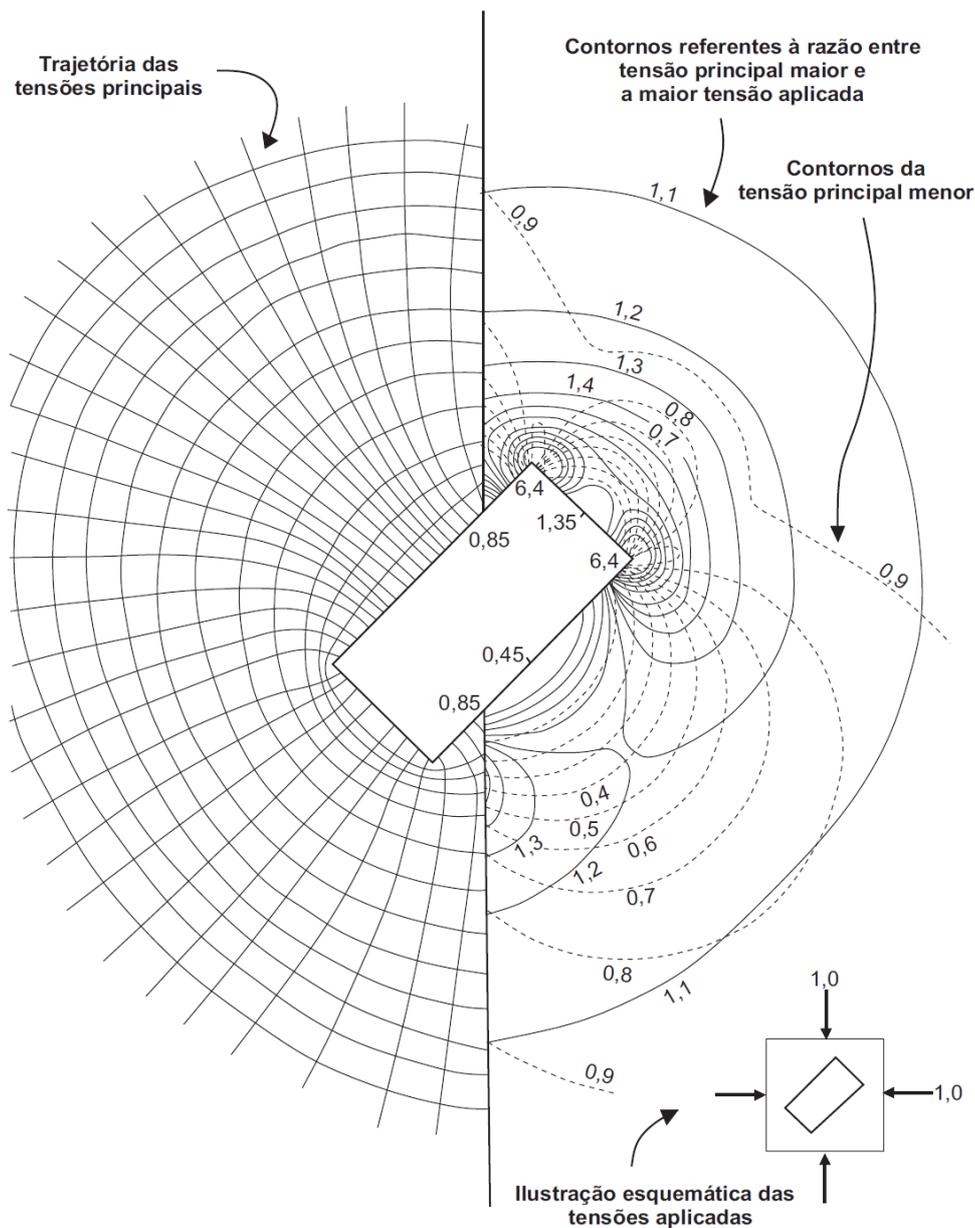


Figura D.37 – Redistribuição de tensões (modificado de Hoek & Brown, 1980).

Possivelmente, a ondulação da FV, a estrutura anastomosada das brechas e sua cimentação sejam fatores, que contribuem para condição de estabilidade dos tetos dos realces da mina. Esta condição estabilizadora sugerida é mais bem compreendida, quando se contextualiza a correlação entre a teoria sobre a resistência ao cisalhamento de descontinuidades e a FV. Assim, os próximos cinco parágrafos abordam a teoria sobre a resistência ao cisalhamento de descontinuidades e contextualizam a condição da FV dentro da referida teoria. Desta forma, explica-se o porquê em supor a ondulação da FV, a estrutura anastomosada das brechas e sua cimentação, como fatores condicionantes da estabilidade dos tetos dos realces de mina.

Para superfícies planas, a relação entre a resistência ao cisalhamento (τ) e a tensão normal (σ_n) é a relação linear de Mohr-Coulomb, descrita por:

$$\tau = c + \sigma_n \times \tan\phi \quad (D1)$$

onde, τ é a resistência ao cisalhamento, c é a coesão, σ_n é a tensão normal à superfície, e ϕ é o ângulo de atrito.

Para superfícies de descontinuidades naturais, quando a referida relação é não linear, há maior acurácia. Isto porque, as superfícies das descontinuidades naturais podem apresentar diferentes condições de ondulações e rugosidades, que interferem na resistência. Assim, Barton & Choubey (1977) propuseram, para descontinuidades naturais, uma relação não linear entre a resistência ao cisalhamento (τ) e a tensão normal (σ_n), descrita por:

$$\tau = \sigma_n \times \tan \left[\phi_b + JRC \times \log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) \right] \quad (D2)$$

onde, τ é a resistência ao cisalhamento, σ_n é a tensão normal à superfície, ϕ_b é o ângulo de atrito básico, JRC (*joint roughness coefficient*) é uma componente geométrica que representa a rugosidade da superfície, e JCS (*joint compressive strength*) é a resistência à compressão da superfície de cisalhamento (Hoek *et al.*, 2005).

A Equação D2 sugere três fatores, como responsáveis por controlar a resistência ao cisalhamento de uma descontinuidade: ângulo de atrito básico (ϕ_b); a componente geométrica (JRC); e a componente de ruptura das rugosidades (JCS/σ_n). Dentre estes, o ângulo de atrito básico (ϕ_b) e a componente geométrica (JRC) são responsáveis, em geral, por aumentar a resistência ao cisalhamento, o que resulta em maior estabilidade das escavações subterrâneas.

A componente geométrica JRC é responsável ainda, por condicionar o deslizamento das superfícies de uma descontinuidade à dilatância (Figura D.38). Entretanto, quando a tensão normal é elevada, o deslizamento poderá ocorrer pela ruptura da rocha intacta, por meio da quebra das ondulações, o que implica em deslizamento entre as superfícies de uma descontinuidade sem dilatância (Figura D.39). Cabe observar que, a resistência ao cisalhamento (τ) de uma descontinuidade natural pode ser drasticamente reduzida, se a mesma está preenchida por argila. Para isto, a espessura do preenchimento deve ser maior que a amplitude da ondulação, como descrito na Figura D.40 (Hoek *et al.*, 2005).

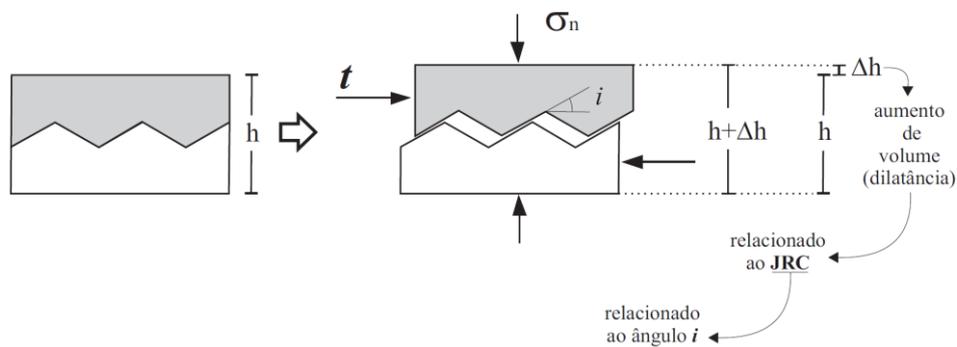


Figura D.38 – Deslizamento de descontinuidade natural implicando em dilatância.

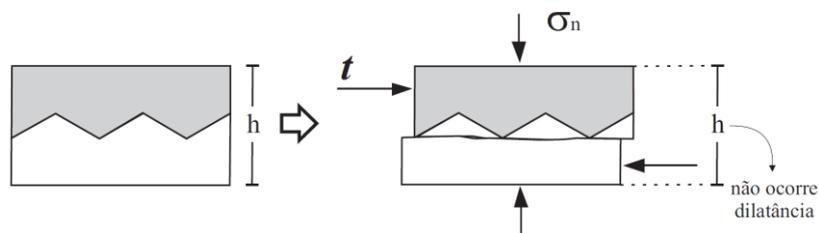
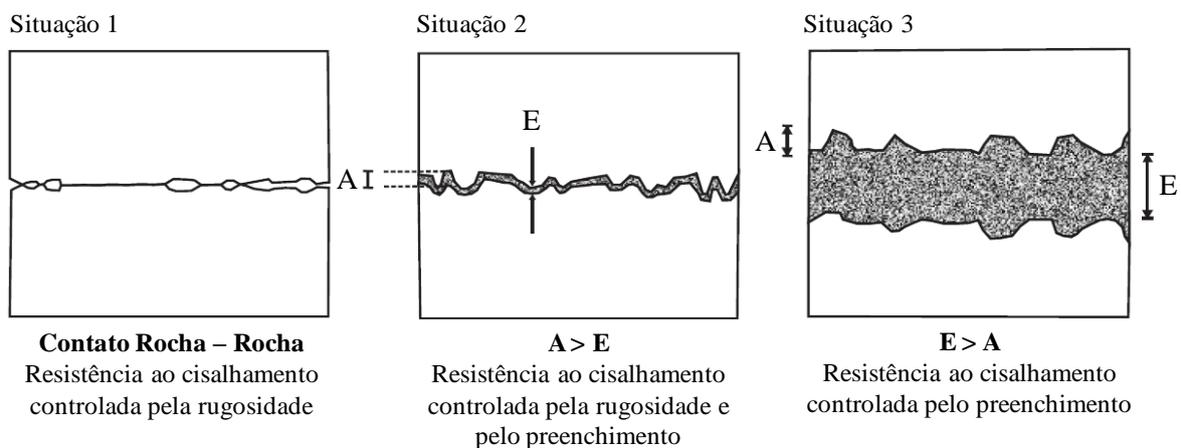


Figura D.39 – Deslizamento de descontinuidade natural por ruptura da rocha intacta.



A – amplitude da ondulação E – espessura do preenchimento de argila

Figura D.40 – Influência do preenchimento sobre a resistência ao cisalhamento de descontinuidades naturais.

Apresentada as considerações teóricas sobre a resistência ao cisalhamento de discontinuidades naturais, contextualiza-se a FV nesta teoria. Em um cenário inicial, consideram-se os planos de capa (HW) e de lapa (FW) da FV, como discontinuidades preenchidas por uma película de argila, em escala milimétrica. Tal condição impõe drástica redução à resistência ao cisalhamento aos planos da FV. Por conseguinte, a lavra do minério acarretaria uma condição de instabilidade potencial aos tetos dos realces (Figura D.41).

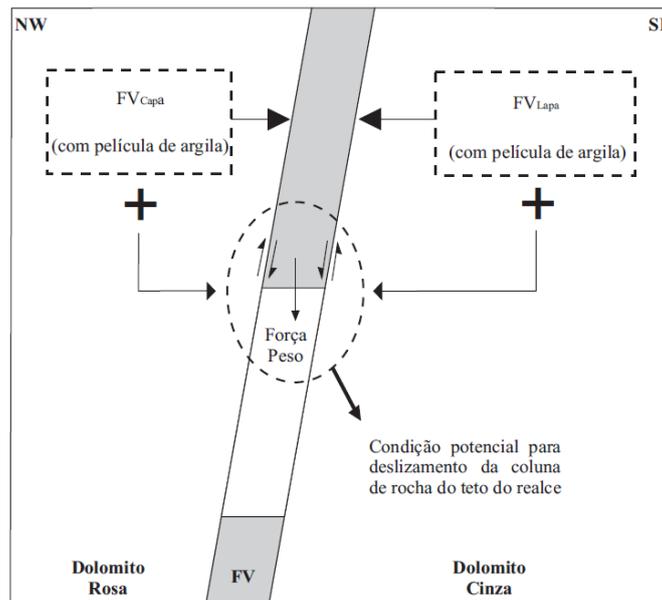


Figura D.41 – Condição de instabilidade potencial nos tetos dos realces de mina.

Todavia, em um cenário final, destacam-se dois aspectos. Primeiro é a condição dos planos de capa (HW) e de lapa (FW), embora preenchidos por argila, apresentam uma amplitude de ondulação em escala métrica ou decimétrica. Segundo a estrutura e a cimentação das brechas. As brechas apresentam-se sob a forma de estruturadas anastomosadas. E a cimentação das mesmas compõe-se de carbonatos, sílica e óxido de ferro, em percentuais variados.

A partir deste cenário final depreendem-se três condições. A primeira condição refere-se ao fato que, a espessura da camada de argila não é maior que a amplitude da ondulação dos planos de capa (HW) e de lapa (FW) da FV (Figura D.42). Logo este preenchimento de argila não impõe drástica redução à resistência ao cisalhamento aos planos da FV. A segunda condição refere-se ao fato que o deslizamento ao longo dos planos da FV demanda uma dilatação de ordem decimétrica, devido à amplitude das ondulações destes planos. Contudo, esta dilatação é coibida pela condição de confinamento, pelo imbricamento e cimentação das

lentes de brecha, o que impede os deslizamentos ao longo dos planos da FV (Figura D.43). A terceira condição refere-se ao fato que, a força peso da coluna de rocha, no teto dos realces, não é suficiente para gerar uma ruptura pela matriz rochosa (Figura D.44). Isto porque a resistência mecânica das brechas é maior que a tensão imposta pela força peso em questão. Assim, justifica-se a condição da ondulação da FV, da estrutura anastomosada das brechas e de sua cimentação, como fatores condicionantes da estabilidade dos tetos dos realces da mina.

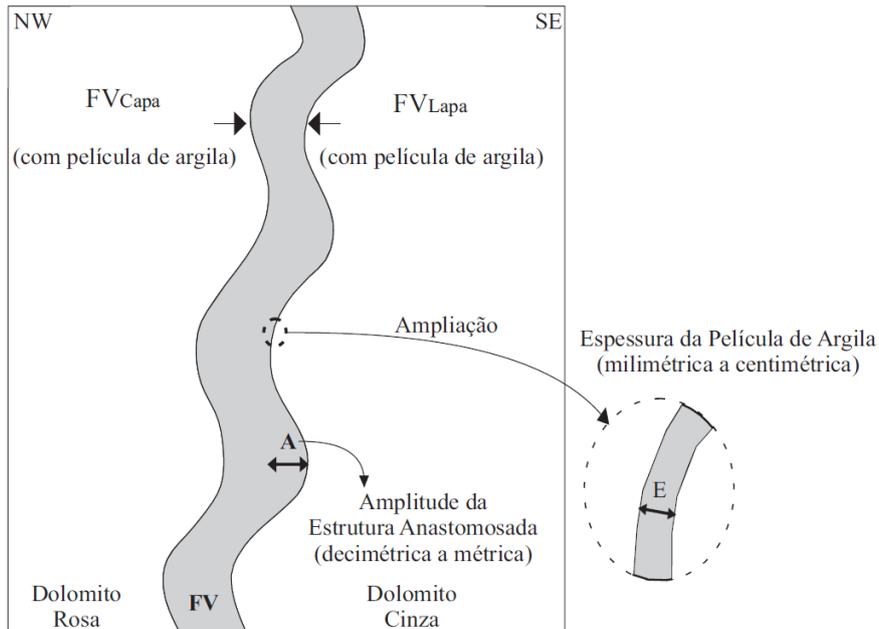


Figura D.42 – Relação entre amplitude da ondulação e espessura do preenchimento.

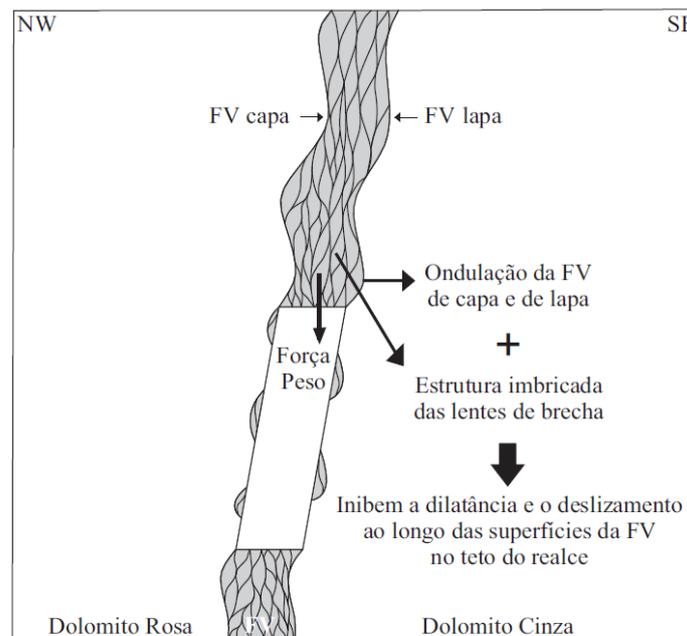


Figura D.43 – Impossibilidade de dilatação.

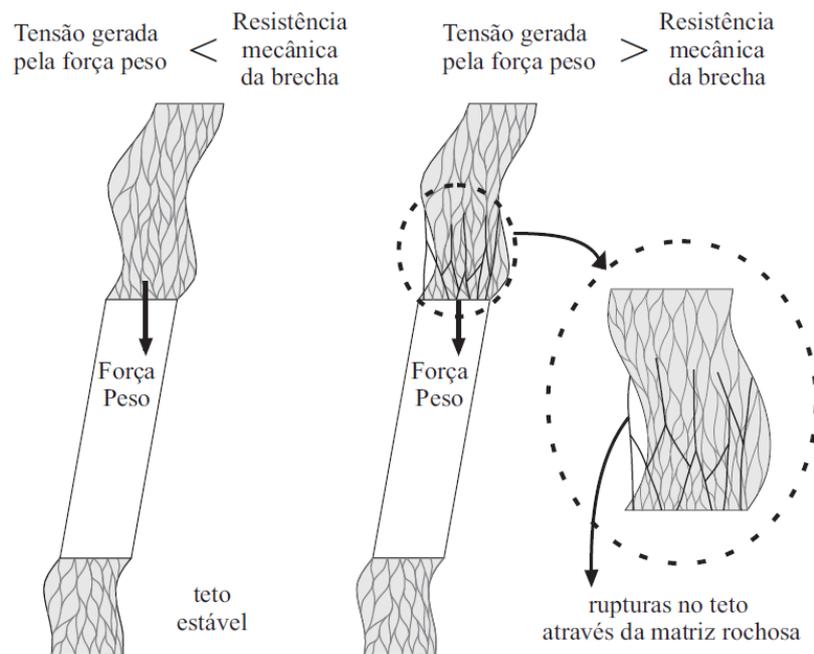


Figura D.44 – Impossibilidade de ruptura por rocha intacta.

D.8 – IMPLICAÇÕES GEOTÉCNICAS DAS DESCONTINUIDADES

As descrições e as considerações, apresentadas anteriormente para as descontinuidades dos dolomitos e das brechas, permitem inferir implicações geotécnicas aos maciços rochosos das três unidades, capa (HW), lapa (FW) e ZCV. Estas implicações referem-se: ao comportamento mecânico; à representação numérica; à condição de deformabilidade; e à diluição não planejada de minério. Todos estes aspectos são descritos, a seguir.

O comportamento mecânico dos maciços rochosos das três unidades é condicionado pelas descontinuidades. Esta observação baseia-se no fato que as rupturas no maciço ocorrem ao longo dos planos de descontinuidades, e não pela rocha intacta. Tal afirmação decorre da análise sobre as formas dos blocos de rochas presentes nos dolomitos (Figura D.29) e nas brechas (Figura D.31). Estas formas demonstram, a princípio, que os blocos são individualizados a partir dos planos de descontinuidades presentes nas respectivas litologias.

Quanto à representação numérica, observa-se que o conceito de um meio isotrópico e contínuo pode ser aplicado a um maciço rochoso, considerando certos desvios admissíveis da condição ideal (Means, 1979). Assim, quando um maciço rochoso não apresenta uma família de descontinuidades dominante e crítica, responsável por condicionar o seu comportamento, o mesmo não exibe uma anisotropia significativa e, portanto a condição de meio isotrópico e

contínuo pode lhe ser atribuída. Cabe ressaltar que uma família de descontinuidades é dominante e crítica, quando se posiciona de forma mais desfavorável e é, significativamente, mais fraca que as demais (Carranza-Torres & Fairhurst, 1999; Singh & Goel, 2011).

As análises sobre as condições de isotropia e continuidade dos maciços rochosos, das três unidades, devem ser realizadas de forma separada para duas regiões distintas. Uma região posicionada fora da zona de influência da escavação dos realces e outra posicionada dentro da zona de influência (Figura D.45). Para a região fora da zona de influência, assume-se que os maciços das três unidades são meios isotrópicos e contínuos. Esta interpretação é aceitável, pois não afeta as análises de estabilidade no entorno da escavação do realce. Para a região na zona de influência, os maciços das três unidades podem ser considerados, também, como meios isotrópicos e contínuos. A razão para esta interpretação baseia-se no fato que não se identificou uma família de descontinuidade dominante e crítica, responsável por condicionar o comportamento do maciço, em cada unidade. Para melhor explicar esta interpretação, analisam-se as condições de isotropia e continuidade para os maciços do dolomito rosa, do dolomito cinza e das brechas. Estas análises estão descritas nos próximos quatro parágrafos.

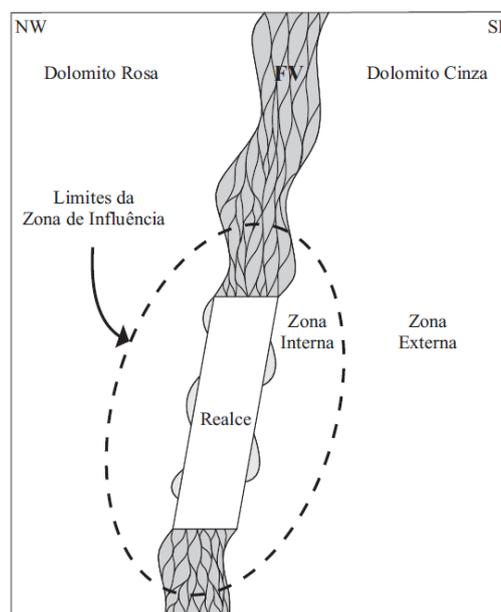


Figura D.45 – Zona de influência da escavação do realce.

Os dolomitos rosa presentes na capa apresentam três famílias de descontinuidades, uma persistente e duas não persistentes. A família S_0 , embora seja persistente e apresente direção paralela às direções dos realces, mergulha para dentro do maciço e não para a escavação do realce (Figura D.46). Por isso, o plano de acamamento (S_0) não é considerado uma família

crítica. A família NW não é persistente, apresenta direção perpendicular à direção do realce e ângulo de mergulho subvertical (Figura D.47). Devido a estas características, a família NW não é considerada uma família crítica. A família NE apresenta direção paralela à direção do realce, ângulo de mergulho com valores intermediários e persistência média ao longo da direção do plano. Estas características a credenciarão à condição de uma família crítica. Entretanto, esta família apresenta uma persistência baixa ao longo da direção de mergulho. Esta persistência baixa minimiza a influência da família NE na formação dos blocos de rocha do dolomito rosa. Como já observado, estes blocos apresentam uma dimensão métrica ao longo da direção perpendicular aos planos da família NE, quando deveria ser centimétrica a decimétrica, por ser esta a dimensão do espaçamento desta família (Figura D.48). Por isto, face à persistência baixa ao longo do plano de mergulho não se considera a família NE como uma família crítica. Logo, como não há uma família de descontinuidade dominante e crítica, assume-se que, numericamente, a capa é um meio isotrópico e contínuo.

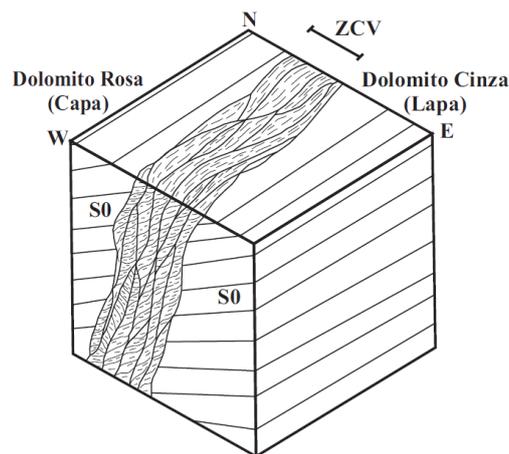


Figura D.46 – Posição da família S_0 em relação à ZCV (modificado de IPT, 1994a).

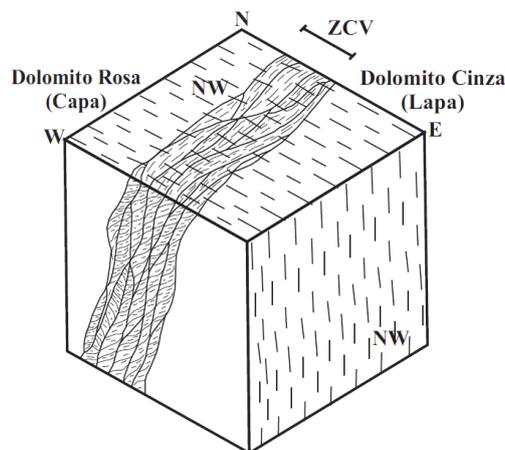


Figura D.47 – Posição da família NW em relação à ZCV (modificado de IPT, 1994a).

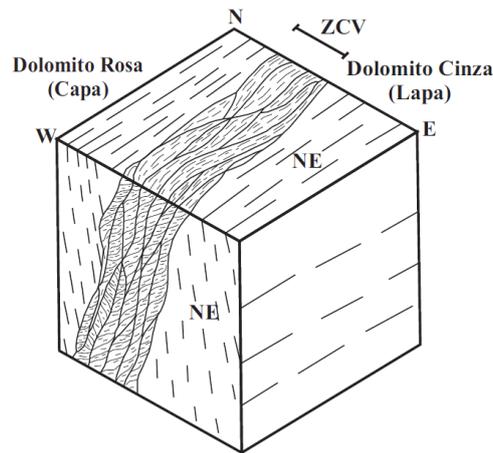


Figura D.48 – Posição da família NE em relação à ZCV (modificado de IPT, 1994a).

Os dolomitos cinza presentes na lapa (FW) apresentam condições semelhantes às descritas para os dolomito rosa, exceto por três aspectos. O primeiro aspecto é a presença, por vezes, de uma grande contribuição pelítica, classificada como marga, no dolomito rosa. Esta presença ocorre sob a forma de um bandamento composicional (Pinho, 1990). O segundo aspecto relaciona-se ao espaçamento do plano de acamamento (S_0), o qual nos dolomitos cinza é aparentemente maior. Estes dois primeiros aspectos sugerem que o dolomito cinza seja menos deformável que o dolomito rosa. O terceiro aspecto relaciona-se ao fato do plano de acamamento (S_0) mergulhar para dentro da escavação do realce (Figura D.46). Este aspecto, a princípio crítico, é atenuado pelo fato do S_0 caracterizar-se como uma família subhorizontal nos dolomitos cinza. Soma-se a isto o fato que, nesta mina, os problemas de diluição não planejada de minério não se associam à lapa (HW). Análogo ao dolomito rosa, por não haver uma família de descontinuidade dominante e crítica na lapa (FW), assume-se, numericamente, esta unidade do maciço rochoso como um meio isotrópico e contínuo.

As brechas presentes na ZCV apresentam quatro famílias de descontinuidades, duas persistentes e duas não persistentes. A família NE, do ponto de vista geotécnico descrito por Couto (2012), é interpretada de forma semelhante a um par conjugado de falhas e, portanto representa duas famílias de descontinuidades. Estas duas famílias NE apresentam persistências altas, direção paralela à direção do realce e ângulo de mergulho com valor intermediário. Todas estas características a credenciarão à condição de uma família crítica. Não obstante, conforme observado pelo IPT (1986) e por Bhering (2009), muitas vezes o intenso hidrotermalismo e silicificação impõe uma resistência alta à matriz das brechas, quase

que impossibilitando a individualização mecânica da mesma. Devido a esta condição de cimentação verificada nas brechas, as famílias NE não se consideradas como famílias críticas. A família NW presente nas brechas é a mesma presente no dolomito rosa. Logo, de forma análoga ao descrito no dolomito rosa, a família NW apresenta características que permitem não considerá-la uma família crítica. A família BA apresenta persistência média, direção paralela à direção do realce e um ângulo de mergulho baixo, ou seja, trata-se de uma família subhorizontal. Esta última característica permite não considerá-la, uma família crítica.

Na ZCV, além das famílias descritas anteriormente, há ainda os planos de capa (HW) e lapa (FW) da FV. Os planos da FV são persistentes, apresentam direções paralelas à direção do realce, ângulo de mergulho intermediário a alto e são comumente preenchidos com argila. Tais características credenciarão os planos da FV como famílias críticas. Entretanto, como já citado, a ondulação destes planos, a estrutura anastomosada e a cimentação das lentes de brecha impedem o deslizamento ao longo destes planos. Portanto, por não haver uma família de descontinuidade dominante e crítica na ZCV, assume-se, numericamente, esta unidade do maciço rochoso como um meio isotrópico e contínuo.

No que tange à deformabilidade dos maciços rochosos, sugere-se que os dolomitos sejam menos deformáveis que as brechas. Esta interpretação advém de duas condições geotécnicas. A primeira é o número maior de famílias de descontinuidades presentes nas brechas do que nos dolomitos. Este aspecto condiciona um maior grau de liberdade às brechas. A segunda é o tamanho dos blocos de rocha. Segundo a ISRM (1978), maciços rochosos compostos por grandes blocos tendem a ser menos deformáveis, além de favorecem o arqueamento das tensões e o imbricamento dos blocos nas escavações subterrâneas. Os blocos de rocha presentes nos dolomitos, aparentemente, são maiores que aqueles das brechas. É possível ainda que, o dolomito cinza seja menos deformável que o rosa. A explicação decorre do fato do dolomito cinza apresentar blocos de rocha maiores, como consequência de um maior espaçamento entre os planos de acamamento (S_0).

Por último, a diluição não planejada de minério na Mina Vazante está associada à estabilidade do maciço rochoso da capa (HW), justaposto ao corpo de minério. Como observado no Apêndice C, o maciço rochoso posicionado na capa (HW), e justaposto ao corpo de minério, pode ser uma brecha dolomítica ou um dolomito rosa, este último menos frequente. Para o caso de uma brecha dolomítica, provavelmente, a estabilidade do maciço estará condicionada

por dois fatores, o tamanho das lentes, ou seja, tamanho dos blocos de rocha, e o tipo de cimentação. Para o caso dos dolomitos rosa, a estabilidade está condicionada somente pelo tamanho dos blocos de rocha, pois a cimentação dos dolomitos, segundo Boogs Jr. (2006), é carbonática. De forma comparativa, é possível que o dolomito rosa, apesar da cimentação carbonática, imponha uma condição de estabilidade maior ao maciço. Esta interpretação baseia-se em duas condições geotécnicas. A primeira é a condição da brecha ser mais deformável que o dolomito, conforme observado no parágrafo anterior. A segunda é as características das descontinuidades. Nas brechas, as descontinuidades apresentam mais características críticas do que nos dolomitos rosa. Portanto, a presença de dolomito rosa na capa (HW), justaposto ao minério, sugere um potencial menor de diluição não planejada de minério comparado às brechas. Entretanto, há que se analisar uma possível influência do ângulo de mergulho do plano de acamamento (S_0), posto que, o mesmo pode apresentar variações. Outro fator, que contribui para a estabilidade do maciço rochoso da capa (HW), é o ângulo de mergulho da FV. Este ângulo define a inclinação do realce, inclinação esta que, segundo Potvin (1988), é em um dos fatores condicionantes da estabilidade dos realces.

No momento, observa-se que as descrições presentes neste apêndice, não englobam aquelas situações de mina, onde se verificam estruturas NW e NE abertas, com ou sem fluxo intenso de água. Estas situações requerem análises específicas, que não são abordadas neste trabalho.

APÊNDICE E – PARÂMETROS DA ROCHA INTACTA

Este apêndice apresenta os parâmetros da rocha intacta dos dolomitos, cinza e rosa, da brecha dolomítica e da brecha willemítica. Os mesmos foram obtidos a partir dos resultados de ensaios de resistência mecânica em laboratório, descritos nos trabalhos do IPT (1994b) e Bhering (2009). Neste último, os ensaios foram realizados também pelo IPT.

Os ensaios ora descritos são ensaios de compressão simples, triaxial e diametral. Os resultados dos ensaios de compressão simples permitem obter dois parâmetros, a resistência à compressão simples (σ_{ci}) e o módulo de deformabilidade (E). Os resultados dos ensaios de compressão simples, triaxial e diametral permitem obter o parâmetro de resistência de Hoek-Brown m_i . Este parâmetro é calculado por meio do uso do programa RocLab, da Rocscience Inc. A seguir, apresentam-se os resultados dos ensaios e as respectivas análises.

E.1 – ENSAIO DE COMPRESSÃO SIMPLES

Os ensaios de compressão simples, descritos pelo IPT (1994b), foram realizados em corpos de prova cilíndricos e cúbicos, e os descritos por Bhering (2009), somente em corpos de prova cilíndricos. Sobre os ensaios descritos por Bhering (2009), cabe ressaltar que os mesmos utilizaram testemunhos de sondagem com diâmetros aproximadamente iguais a 36 mm.

Hoek *et al.* (2005) sugerem que, a resistência à compressão simples, sempre que possível, seja obtida de corpos de prova com diâmetros de 50 mm, mas quando não for possível, pode-se realizar ensaios com diâmetros menores. Para os ensaios com diâmetros menores que 50 mm, Hoek & Brown (1980) sugerem a conversão dos resultados, para valores de resistência equivalentes a corpos de prova com diâmetro de 50 mm, por meio da seguinte equação:

$$\sigma_{c50} = \frac{\sigma_{cd}}{(50/d)^{0,18}} \quad (E.1)$$

onde, σ_{c50} é a resistência à compressão simples da amostra com diâmetro de 50 mm, d é o diâmetro da amostra, em milímetros, e o σ_{cd} é a resistência da amostra com diâmetro d.

A Equação E.1 foi utilizada por Bhering (2009), com o propósito de converter os valores de resistência, obtidos de amostras com diâmetro igual a 36 mm, para resistências equivalentes a corpos de prova com diâmetro igual a 50 mm.

O ensaio de compressão simples, como já observado, permite obter dois parâmetros geotécnicos, a resistência à compressão simples (σ_{ci}) e o módulo de deformabilidade (E). A análise dos resultados destes ensaios demonstra que a determinação destes parâmetros caracteriza-se por uma variabilidade natural. Esta variabilidade permite considerar a determinação destes parâmetros como um fenômeno aleatório. Logo, estes parâmetros geotécnicos constituem-se em variáveis aleatórias contínuas, e como tal são tratados estatisticamente, a fim de quantificar as incertezas associadas à definição dos mesmos.

O tratamento estatístico, aplicado às variáveis aleatórias em questão, consistiu em três etapas. A primeira é a verificação de valores discrepantes nos conjuntos de dados da resistência e do módulo de deformabilidade. A segunda é a avaliação sobre a existência de diferentes populações estatísticas nestes conjuntos. E a terceira é a definição do modelo teórico de distribuição de frequências contínua, adequado à descrição das referidas variáveis aleatórias.

A primeira etapa do tratamento estatístico, a verificação de valores discrepantes, realiza-se por meio de diagramas de caixas (*box plot*). Entende-se como valores discrepantes (*outliers*), aquelas observações que não se ajustam ao padrão descrito por um conjunto de dados de uma amostra. Estes valores podem significar manifestações da variabilidade inerente aos dados, ou um erro (Stefansky, 1972). Sob esta perspectiva, pode-se aceitar, ou refutar, a inclusão dos valores discrepantes ao conjunto de dados, que será disponibilizado para análises posteriores.

A segunda etapa do tratamento estatístico, a possibilidade de existência de diferentes populações estatísticas em um conjunto de dados, realiza-se por meio da análise de histogramas, sob a consideração de aspectos geológicos. A definição dos intervalos de classe, para construção destes histogramas, baseou-se na observação de Ang & Tang (1975). Segundo estes autores, a faixa de valores observados em um evento estatístico deve ser dividida em intervalos convenientes. Cabe ressaltar que a análise dos diagramas de caixas (*box plot*), sob a ótica de aspectos geológicos, pode, ou não, sugerir suposições preliminares sobre as populações estatísticas de um conjunto de dados.

A terceira etapa do tratamento estatístico, a definição do modelo teórico de distribuição de frequências, baseia-se em análise empírica e em testes de aderência (*goodness-of-fit test*). A análise empírica consiste em selecionar, visualmente, os modelos teóricos de distribuição contínua, que melhor representam o histograma de frequências da variável aleatória analisada.

Os testes de aderência, por sua vez, são utilizados para avaliar o grau de validade relativa entre os modelos teóricos, previamente selecionados, e os dados observados. Desta forma seleciona-se o modelo que permite uma boa idealização da distribuição populacional. O teste aplicado para avaliar a aderência foi o teste de Kolmogorov-Smirnov (Costa Neto, 2005).

O teste de Kolmogorov-Smirnov (K-S), de forma resumida, consiste em determinar a variável de teste D_n , inicialmente, e compará-la com a variável crítica D_n^α do teste Kolmogorov-Smirnov (K-S). Caso D_n seja menor que D_n^α , aceita-se o modelo teórico analisado, com um nível de significância (α), como adequado à descrever a variável aleatória observada. A variável de teste D_n representa a maior diferença absoluta entre a função de distribuição acumulada, do modelo e da amostra. E a variável crítica D_n^α é obtida da tabela de valores críticos para o teste de Kolmogorov-Smirnov, presente no Apêndice F, a partir do nível de significância (α) considerado e do número n de elementos da amostra (Ang & Tang, 1975).

No momento observa-se que valores de nível de significância (α) altos implicam em menor região de aceitação. Especificamente, para testes de aderência, quanto menor a região de aceitação, maior é o nível de confiança do mesmo, ao aceitar a hipótese inicial de aderência de um modelo teórico aos valores observados.

Definido o modelo teórico de distribuição de frequência, este será representado pelos parâmetros estatísticos, média (μ) e desvio padrão (σ). Calculam-se estes parâmetros, para os modelos teóricos de distribuição de frequência, normal e lognormal, por meio de:

$$\mu_x = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i \quad (\text{E.2})$$

$$\sigma_x = \sqrt{\sum_{i=1}^n \frac{(x_i - \bar{x})^2}{n-1}} \quad (\text{E.3})$$

$$\mu_x = e^{\left(\mu_y + \frac{\sigma_y^2}{2}\right)} \quad (\text{E.4})$$

$$\sigma_x = e^{(2\mu_y + \sigma_y^2)} \times (e^{\sigma_y^2} - 1) \quad (\text{E.5})$$

onde, μ_x é a média de x_i , σ_x é o desvio padrão de x_i , x_i é a variável aleatória, n é o número de dados da amostra, μ_y é a média de y_i , σ_y é o desvio padrão de y_i , e $y_i = \ln(x_i)$.

As Equações E.2 e E.3 permitem calcular a média (μ) e desvio padrão (σ) de um modelo teórico de distribuição normal. Por sua vez, as Equações E.4 e E.5 permitem calcular a média

(μ) e desvio padrão (σ) de modelo teórico de distribuição lognormal. Além destes parâmetros, há também o coeficiente de variação (CV). Este parâmetro permite avaliar a dispersão relativa dos dados, e é expresso por:

$$CV = \frac{\sigma}{\mu} \quad (\text{E.6})$$

onde, μ é a média do modelo teórico de distribuição, σ é o desvio padrão do modelo teórico de distribuição.

Feitas as considerações anteriores, a seguir, apresentam-se os resultados dos ensaios dos dolomitos, das brechas dolomíticas e das brechas willemíticas, respectivamente.

E.1.1 – DOLOMITOS

Os dolomitos cinza e rosa foram analisados de forma conjunta, devido à escassez de ensaios executados com o dolomito rosa. Os resultados dos ensaios de compressão simples estão descritos na Tabela E.1 e na Tabela E.2. Os pontos, onde se efetuaram as medições dos módulos de deformabilidade, estão expressos em valores percentuais da tensão de ruptura.

Tabela E.1 – Ensaios de compressão simples dos dolomitos em corpos de prova cilíndricos.

Fonte	Litologia	Amostra	Corpo de Prova			σ_{ci} (MPa)	E (GPa)			
			Nº	Diâmetro (cm)	Altura (cm)		Secante	Local (% σ_{ci})	Tangente	Local (% σ_{ci})
IPT (1994b)	Dolomito Cinza	28	1	7,60	16,60	240	-	-	-	-
		31	2	7,60	17,00	121	-	-	-	-
		36	3	7,60	17,00	276	105	50	107	entre 40 e 60
		8	5	7,60	17,00	196	124	50	120	entre 40 e 60
		26	6	7,60	16,20	245	106	50	116	entre 40 e 60
		112	7	7,60	17,00	115	104	50	104	entre 40 e 60
		112	8	7,60	16,70	150	129	50	107	entre 40 e 60
		Bhering (2009)	Dolomito Cinza	AM-05	601	3,64	7,11	318	-	-
AM-15 A	605			3,64	7,32	358	-	-	-	-
AM-15 B	606			3,64	7,34	381	-	-	-	-
AM-16 A	607			3,62	7,22	385	-	-	-	-
AM-16 B	608			3,61	7,31	309	-	-	-	-
AM-22	612			3,64	7,27	413	-	-	-	-
AM-31	619			3,64	7,24	413	-	-	-	-
AM-44	626			3,61	7,30	226	-	-	-	-
AM-45	627			3,61	7,29	111	-	-	-	-
AM-09	603			3,62	7,29	229	-	-	-	-
AM-12	604			3,62	7,32	435	-	-	-	-
AM-19	609			3,64	7,25	368	-	-	-	-
AM-26	615			3,60	7,26	306	-	-	-	-
AM-27	616			3,60	7,30	157	-	-	-	-
AM-38	624	3,63	7,23	233	-	-	-	-		

Tabela E.2 – Ensaios de compressão simples dos dolomitos em corpos de prova cúbicos.

Fonte	Litologia	Amostra	Corpo de Prova				σ_{ci} (MPa)	E (GPa)			
			a (cm)	b (cm)	Altura (cm)	Área (cm ²)		Secante	Local (% σ_{ci})	Tangente	Local (% σ_{ci})
IPT (1994b)	Dolomito Cinza	21	4,9	5,1	4,9	24,99	132	45	-	40	entre 40 e 55
		22	4,8	5,1	4,7	24,48	188	60	25	71	entre 20 e 25
		24	4,9	5	4,8	24,50	178	86	-	71	-
		25	5,0	4,3	4,8	21,50	133	64	42	57	entre 40 e 42
		26	6,9	7,1	7	48,99	102	-	-	-	-
		27	6,8	7,1	6,9	48,28	151	34	-	30	-
		28	7,1	7,1	6,9	50,41	132	-	-	-	-
		29	7,2	7,2	6,9	51,84	116	50	-	29	-
		30	7,0	7,2	7,1	50,40	155	64	42	44	entre 30 e 42
		31	9,9	10	9,6	99,00	136	57	44	57	entre 30 e 44
		33	10,0	9,9	9,9	99,00	97	57	-	46	-
		34	10,7	10,4	9,5	111,28	120	57	-	45	entre 40 e 55
		35	9,9	10	9,6	99,00	151	79	40	72	entre 30 e 40
		36	14,3	14,1	13,8	201,63	131	-	-	-	-
		37	13,7	13,1	14	179,47	106	-	-	-	-
		38	13,2	13,3	14,3	175,56	90	124	46	80	entre 40 e 46
		39	13,0	14	13,4	182,00	100	-	-	-	-
		40	13,5	13,6	12,6	183,60	118	100	42	76	entre 30 e 44
		81	20,4	20,3	19,6	414,12	85	90	-	50	entre 40 e 50
		82	20,4	20,9	20,2	426,36	60	-	-	-	-
83	20,2	20,4	19,6	412,08	93	-	-	-	-		
84	19,8	20,2	19,7	399,96	81	-	-	-	-		
85	20,1	19,5	19,6	391,95	73	-	-	-	-		

A análise dos diagramas de caixas (Figura E.1) demonstra que, a princípio, os dados de resistência e de deformabilidade não apresentam valores discrepantes (*outliers*), ou extremos.

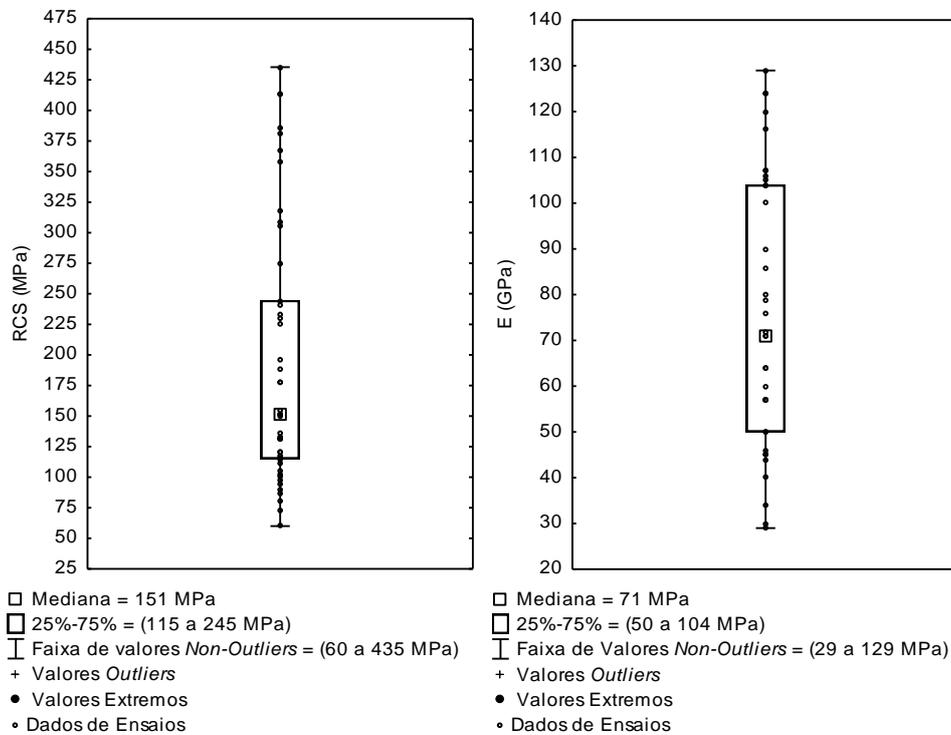


Figura E.1 – *Box plot* da resistência à compressão simples (RCS) e do módulo de deformabilidade (E) dos dolomitos.

Entretanto, a resistência à compressão simples apresenta uma elevada dispersão dos dados posicionados acima da mediana. Em menor grau, verifica-se também, dispersão semelhante nos dados do módulo de deformabilidade. É possível que a acentuada dispersão e a elevada amplitude dos intervalos de dados decorram da existência de duas ou mais populações estatísticas, presentes nos respectivos conjuntos de dados.

O histograma da resistência à compressão simples, dos dolomitos (Figura E.2), apresenta um intervalo de classe igual a 20 MPa, análogo às classes do sistema de classificação MRMR, proposto por Laubscher (1990). A análise deste histograma sugere duas ou mais populações estatísticas. Possivelmente, a primeira população, presente no intervalo entre 60 e 200 MPa, refere-se ao dolomito cinza mais próximo à Falha Vazante, o qual apresenta-se mais heterogêneo. As demais populações, apresentando valores mais elevados, podem estar associadas aos dolomitos cinzas mais homogêneos, denominados dolomitos *bird's eyes*, posicionados mais afastados da ZCV. Esta correlação baseia-se em observações *in loco* na mina e nas considerações descritas por Oliveira (2013), que identificou uma variação faciológica dos dolomitos ao longo da direção ortogonal à ZCV.

Colocadas as considerações anteriores, assume-se a primeira população estatística, com intervalo de resistência entre 60 e 200 MPa, como aquela que descreve a condição de variabilidade da resistência à compressão simples para os dolomitos próximos à ZCV.

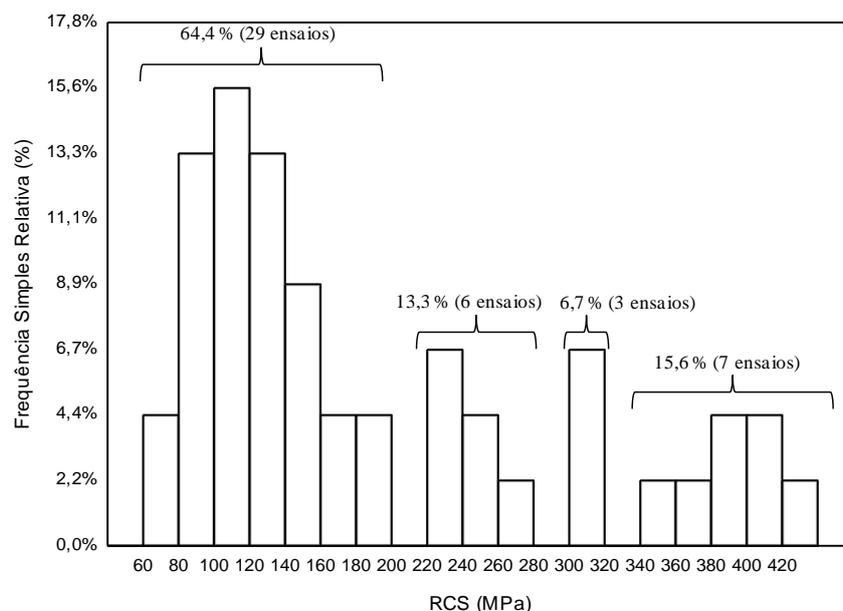


Figura E.2 – Histograma de frequências da resistência à compressão simples dos dolomitos.

O histograma do módulo de deformabilidade, dos dolomitos (Figura E.3), apresenta um intervalo de classe igual a 6 GPa. A análise do mesmo sugere duas ou mais populações estatísticas. A primeira população, com intervalo entre 25 e 91 GPa, corresponde a 68,4% dos dados, 26 ensaios. A elevada diferença entre seus limites, 66 GPa, pode estar associada à heterogeneidade do dolomito cinza próximo à Falha Vazante. Logo, por ser representativa e adequar-se à condição heterogênea dos dolomitos, define-se esta população estatística como aquela que descreve a variabilidade do módulo de deformabilidade dos dolomitos.

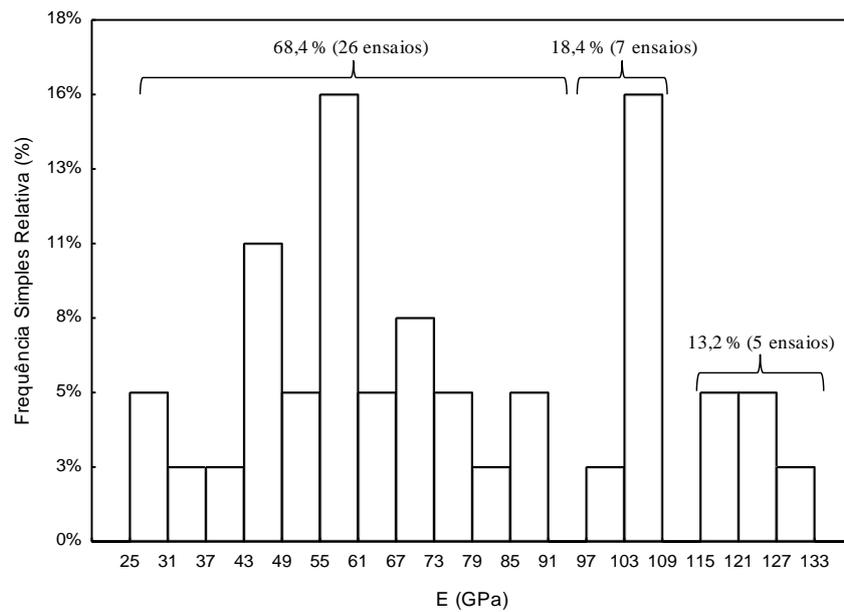


Figura E.3 – Histograma de frequências do módulo de deformabilidade dos dolomitos.

A análise visual da população estatística, definida para descrever a resistência à compressão simples dos dolomitos, sugere a seleção dos modelos teóricos de distribuição normal e de distribuição lognormal (Figura E.4) para representá-la.

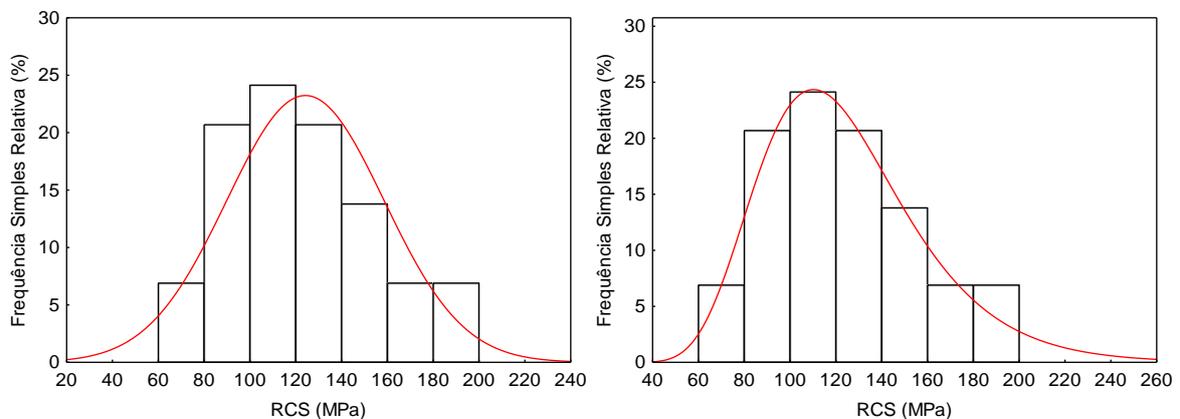


Figura E.4 – Distribuição de frequências da resistência à compressão simples dos dolomitos.

A análise dos resultados dos testes de aderência (Tabela E.3) demonstra que os modelos teóricos de distribuição, normal e lognormal, podem ser aceitos, com um nível de significância igual a 20%. Dentre estes, a distribuição lognormal é aquela com melhor aderência aos dados observados, pois apresenta o menor valor para a variável de teste, D_{29} . Assim, assume-se que a variabilidade da resistência à compressão simples dos dolomitos é representada pelo modelo teórico de distribuição lognormal, o qual é descrito por:

$$f(x) = \frac{1}{\sigma x \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{1}{2\sigma^2}[\ln(x)-\mu]^2} \quad (\text{E.7})$$

onde, μ e σ são a média e o desvio padrão da distribuição $\ln(x)$, e x é a variável aleatória.

Os parâmetros estatísticos característicos deste modelo, média, desvio padrão e coeficiente de variação são, respectivamente, 124 MPa, 36 MPa e 30%.

Tabela E.3 – Testes de aderência para a resistência à compressão simples dos dolomitos.

n	α	Variável Crítica – $D_{29}^{0,20}$	Variável de Teste – D_{29}	
			Distribuição Normal	Distribuição Lognormal
29	20%	0,194	0,090	0,074

A análise visual da população estatística, do módulo de deformabilidade dos dolomitos, sugere a seleção de dois modelos teóricos de distribuição, normal e lognormal (Figura E.5).

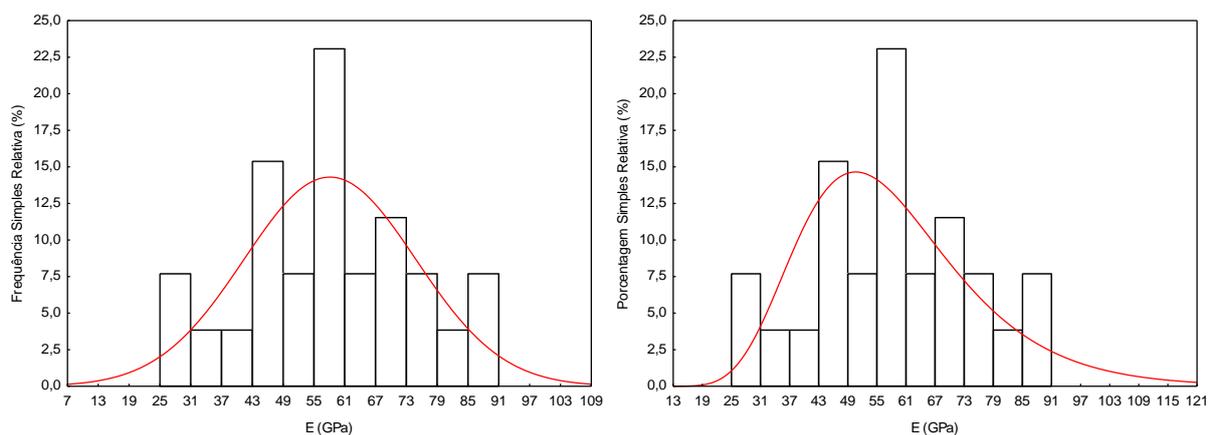


Figura E.5 – Distribuição de frequências do módulo de deformabilidade dos dolomitos.

A análise dos resultados dos testes de aderência (Tabela E.4) demonstra que, os modelos teóricos de distribuição, normal e lognormal, podem ser aceitos com um nível de significância igual a 20%. Dentre estes, a distribuição normal é aquela com melhor aderência aos dados

observados, pois apresenta o menor valor para a variável de teste, D_{26} . Assim, assume-se que a variabilidade do módulo de deformabilidade dos dolomitos é descrita pelo modelo teórico de distribuição normal, o qual é descrito por:

$$f(x) = \frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{1}{2}\left[\frac{x-\mu}{\sigma}\right]^2} \quad (\text{E.8})$$

onde, μ e σ são, respectivamente, a média e o desvio padrão da distribuição normal, e x é a variável aleatória.

Os parâmetros estatísticos característicos deste modelo, média, desvio padrão e coeficiente de variação são, respectivamente, 58 GPa, 17 GPa e 29%.

Tabela E.4 – Testes de aderência para o módulo de deformabilidade dos dolomitos

n	α	Variável Crítica – $D_{26}^{0,20}$	Variável de Teste – D_{26}	
			Distribuição Normal	Distribuição Lognormal
26	20%	0,206	0,103	0,146

E.1.2 – BRECHAS DOLOMÍTIAS

Os resultados dos ensaios de compressão simples, para as brechas dolomíticas, estão descritos na Tabela E.5 e na Tabela E.6 a seguir apresentadas. Os pontos, onde se efetuaram as medições dos módulos de deformabilidade, estão expressos em valores percentuais da tensão de ruptura. Os corpos de prova cilíndricos, utilizados nos ensaios descritos pelo IPT (1994b), referem-se às brechas dolomíticas posicionadas na capa (HW). Quanto àqueles descritos por Bhering (2009), supõe-se que sejam referentes à capa (HW), também.

Tabela E.5 – Ensaios de compressão simples de brechas dolomíticas em corpos de prova cilíndricos.

Fonte	Amostra	Corpo de Prova			σ_{ci} (MPa)	E (GPa)			
		Nº	Diâmetro (cm)	Altura (cm)		Secante	Local (% σ_{ci})	Tangente	Local (% σ_{ci})
IPT (1994b)	42	38	7,6	17,0	165	-	-	-	-
	62	40	7,6	17,0	112	141	-	97	-
	121	41	7,6	16,7	254	123	36	124	entre 30 e 36
	58	42	7,6	17,0	73	116	-	102	-
	48	43	7,6	17,0	108	107	-	93	-
	14	44	7,6	17,0	122	123	-	127	-
	120	45	7,6	16,8	110	96	-	110	-

Tabela E.5 – Ensaios de compressão simples de brechas dolomíticas em corpos de prova cilíndricos (continuação da tabela).

Fonte	Amostra	Corpo de Prova			σ_{ci} (MPa)	E (GPa)			
		Nº	Diâmetro (cm)	Altura (cm)		Secante	Local (% σ_{ci})	Tangente	Local (% σ_{ci})
Bhering (2009)	AM-06	602	3,640	7,003	118	-	-	-	-
	AM-20 A	610	3,650	7,300	126	-	-	-	-
	AM-20 B	611	3,642	7,300	91	-	-	-	-
	AM-28	617	3,620	7,307	225	-	-	-	-
	AM-30	618	3,628	7,277	342	-	-	-	-
	AM-34 A	621	3,560	7,230	71	-	-	-	-
	AM-34 B	622	3,560	7,257	132	-	-	-	-
	AM-36	623	3,639	7,243	259	-	-	-	-
	AM-41	625	3,620	7,287	151	-	-	-	-
	AM-62	637	3,619	7,363	252	-	-	-	-
	AM-63 A	638	3,620	7,127	119	-	-	-	-
	AM-63 B	639	3,620	7,160	55	-	-	-	-
	AM-64	640	3,620	7,286	211	-	-	-	-

Tabela E.6 – Ensaios de compressão simples das brechas dolomíticas em corpos de prova cúbicos.

Fonte	Amostra	Corpo de Prova				σ_{ci} (MPa)	E (GPa)			
		a (cm)	b (cm)	Altura (cm)	Área (cm ²)		Secante	Local (% σ_{ci})	Tangente	Local (% σ_{ci})
IPT (1994b)	41	5,0	5,1	5	25,50	161	88	45	89	entre 40 e 45
	42	5,0	5,0	4,9	25,00	131	53	-	43	-
	43	5,0	5,0	4,7	25,00	74	45	-	32	-
	44	4,8	4,9	5	23,52	98	99	-	79	-
	45	5,0	5,1	4,7	25,50	129	86	30	69	entre 25 e 30
	46	6,9	7,0	6,8	48,30	98	110	-	61	-
	47	6,8	7,1	6,7	48,28	100	61	-	51	-
	48	7,0	7,3	6,9	51,10	75	70	-	64	entre 40 e 50
	49	6,8	6,8	6,9	46,24	74	-	-	-	-
	50	6,9	7,0	6,7	48,30	109	48	-	37	-
	51	10,0	10,0	9,7	100,00	137	65	43	57	entre 40 e 43
	52	9,9	10,0	9,5	99,00	150	-	-	-	-
	53	9,9	9,9	9,5	98,01	118	63	-	58	-
	54	9,9	10,0	9,3	99,00	76	60	-	75	-
	55	10,0	10,0	9,6	100,00	102	40	37	40	entre 30 e 37
	56	14,0	14,0	13,7	196,00	73	118	-	125	-
	57	14,0	14,0	13,7	196,00	50	-	-	-	-
	58	14,0	14,0	13,5	196,00	93	-	-	-	-
	59	14,0	14,0	13,5	196,00	103	-	-	-	-
	60	14,0	14,0	13,4	196,00	79	-	-	-	-
86	20,0	21,0	18,8	420,00	64	-	-	-	-	
87	21,0	21,0	18,8	441,00	78	-	-	-	-	
88	21,0	20,0	19,9	420,00	92	88	42	113	entre 40 e 42	
89	19,0	20,0	19,7	380,00	44	-	-	-	-	
90	18,0	19,0	17,9	342,00	47	50	46	38	entre 40 e 46	

Para os dados da resistência à compressão simples, a análise dos diagramas de caixas (*box plot*), na Figura E.6, demonstra a existência de cinco valores discrepantes (*outliers*) e extremos, em um universo de 45 ensaios. Uma possível explicação, para esta elevada dispersão está na natureza das brechas dolomíticas, que se caracterizam por elevada

heterogeneidade. Segundo o IPT (1994b) e Bhering (2009), as resistências mais elevadas referem-se a rupturas que ocorreram intraclastos, condição menos comum, e as mais baixas associam-se a rupturas que ocorrem na interface entre clastos e a matriz, condição mais comum. Em face destas ponderações, descartaram-se os valores discrepantes e extremos.

Observa-se ainda que, os dados da resistência à compressão simples apresentam uma elevada dispersão de valores, na metade superior à mediana, quando comparada à metade inferior. É possível que esta assimetria, associada à amplitude do intervalo de dados, decorra da presença de duas ou mais populações estatísticas de resistência à compressão simples.

Para os dados do módulo de deformabilidade, a análise dos diagramas de caixas (*box plot*), Figura E.6, sugere a inexistência de valores discrepantes (*outliers*) ou extremos. Entretanto, há uma maior dispersão dos dados, na metade superior à mediana. A amplitude e a dispersão dos dados podem decorrer da presença de duas ou mais populações estatísticas.

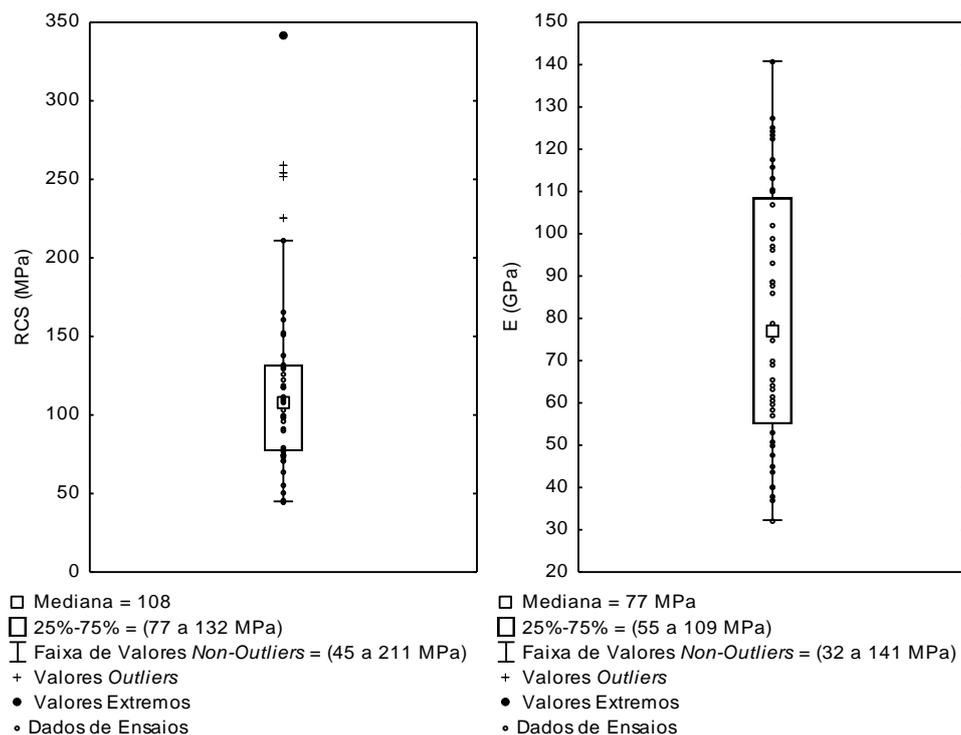


Figura E.6 – Box Plot da resistência à compressão simples e do módulo de deformabilidade das brechas dolomíticas.

O histograma da resistência à compressão simples, das brechas dolomíticas (Figura E.7), apresenta intervalos de classe igual a 20 MPa, análogo aos descritos para os dolomitos. Embora, a análise do diagrama de caixa sugere a presença de duas ou mais populações

estatísticas para a resistência, a análise do histograma abaixo indica somente uma população estatística, delimitada entre 44 e 184 MPa, e um valor disperso. Possivelmente, a variabilidade da resistência destas brechas esteja condicionada ao tipo de estrutura e à condição de cimentação das mesmas, pois conforme descrito no Capítulo 5 e no Apêndice D, ambos podem variar e, por conseguinte influenciar a resistência. Logo, assume-se a população estatística, entre 44 e 184 MPa, como aquela que descreve a condição de variabilidade da resistência à compressão simples, das brechas dolomíticas.

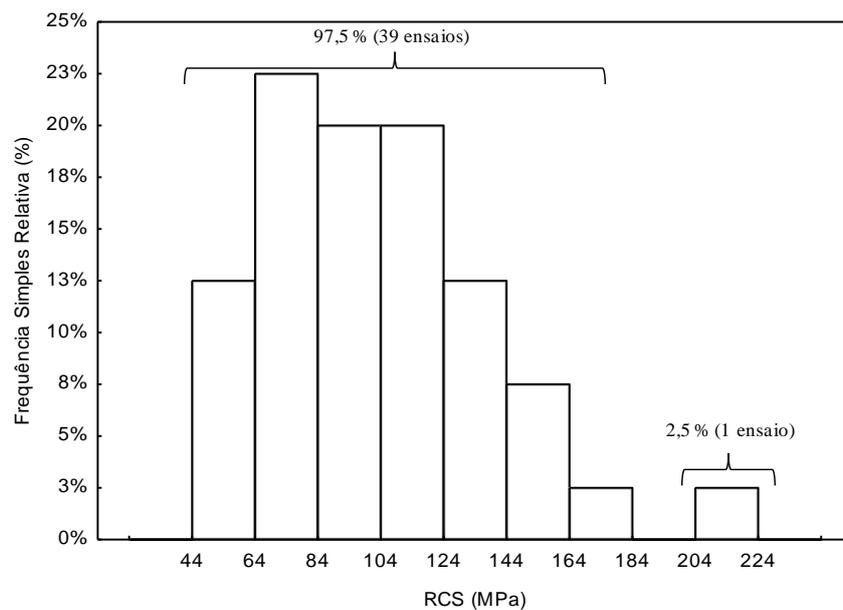


Figura E.7 – Histograma de frequências da resistência à compressão simples das brechas dolomíticas.

O histograma, do módulo de deformabilidade, das brechas dolomíticas (Figura E.8), apresenta um intervalo de classe igual a 4 GPa. A análise do mesmo sugere a existência de duas ou mais populações estatísticas. Dentre estas, a primeira população, presente no intervalo entre 29 e 81 GPa, é a mais representativa das populações, com 52,2% dos dados, ou seja, 23 ensaios. Esta população apresenta uma elevada amplitude, o que pode ser reflexo da condição heterogênea verificada para esta litologia. Em face destas características, elege-se a população estatística em questão como aquela, que descreve a condição de variabilidade do parâmetro em questão para as brechas dolomíticas.

A análise visual da população estatística, definida para descrever a resistência à compressão simples das brechas dolomíticas, sugere a seleção dos modelos teóricos de distribuição normal e de distribuição lognormal (Figura E.9) para representá-la.

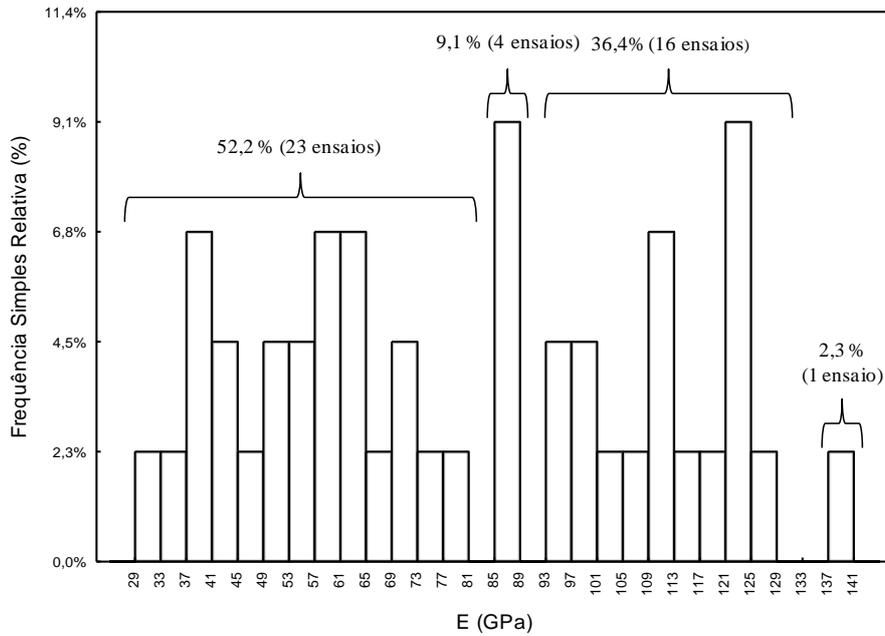


Figura E.8 – Histograma de frequências do módulo de deformabilidade das brechas dolomíticas.

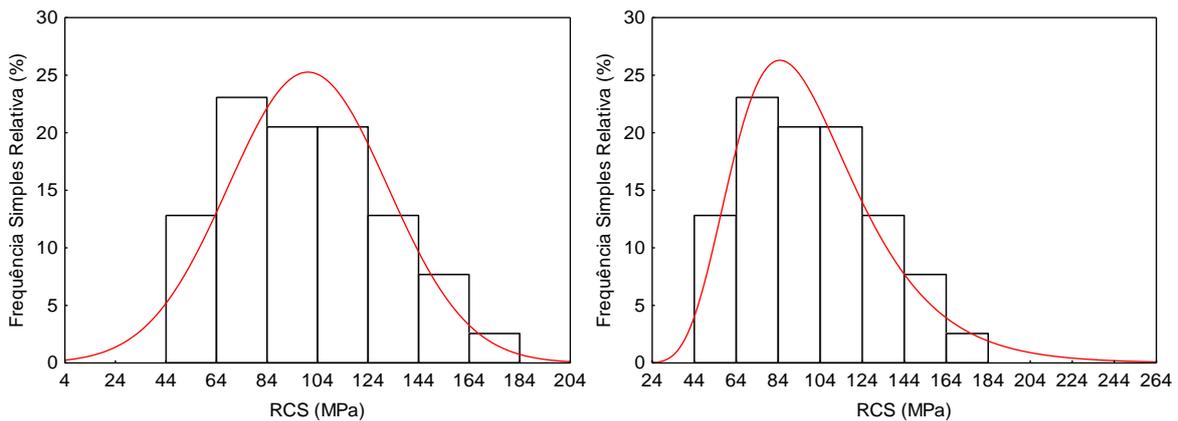


Figura E.9 – Modelos teóricos para a distribuição de frequências da resistência à compressão simples das brechas dolomíticas.

A análise sobre os resultados dos testes de aderência (Tabela E.7) demonstra que ambos os modelos teóricos, distribuição normal e lognormal, podem ser aceitos com um nível de significância igual a 20%. Dentre estes modelos, a distribuição lognormal é aquela com melhor aderência aos dados observados, pois apresenta o menor valor para a variável de teste, D_{39} . Assim, assume-se que a variabilidade da resistência à compressão simples das brechas dolomíticas é descrita pelo modelo teórico de distribuição lognormal (Equação E.7). Os parâmetros estatísticos característicos deste modelo, média, desvio padrão e coeficiente de variação são, respectivamente, 101 MPa, 35 MPa e 35%.

Tabela E.7 – Testes de aderência para a resistência à compressão simples das brechas dolomíticas.

n	α	Variável Crítica – $D_{39}^{0,20}$	Variável de Teste – D_{39}	
			Distribuição Normal	Distribuição Lognormal
39	20%	0,172	0,108	0,101

A análise visual da população estatística, definida para descrever o módulo de deformabilidade das brechas dolomíticas, sugere, também, a seleção de dois modelos teóricos de distribuição, normal e lognormal (Figura E.10), para representá-la.

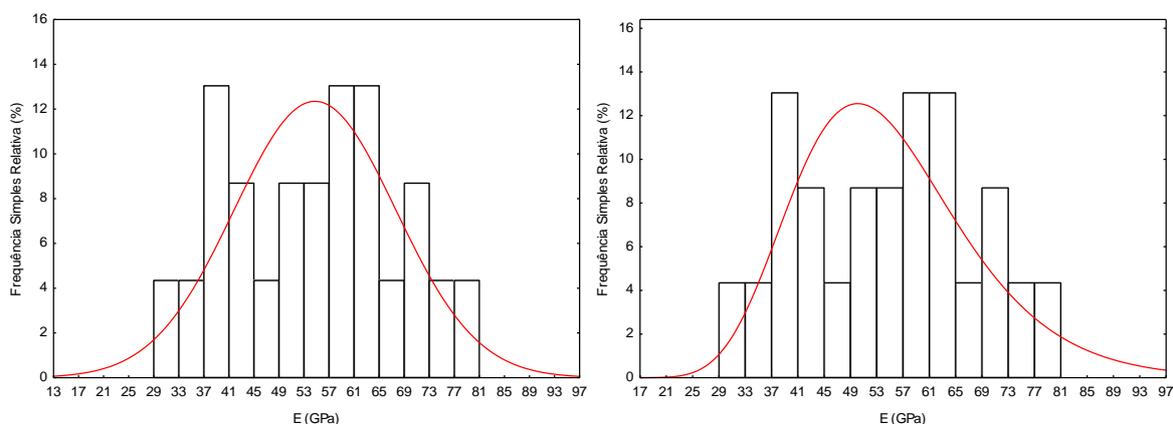


Figura E.10 – Modelos teóricos para a distribuição de frequências do módulo de deformabilidade das brechas dolomíticas.

A análise sobre os resultados dos testes de aderência (Tabela E.8) demonstra que ambos os modelos teóricos, distribuição normal e lognormal, podem ser aceitos com um nível de significância igual a 20%. Dentre estes modelos, a distribuição normal é aquela com melhor aderência aos dados observados, pois apresenta o menor valor para a variável de teste, D_{23} . Assim, assume-se que a variabilidade do módulo de deformabilidade das brechas dolomíticas é descrita pelo modelo teórico de distribuição normal (Equação E.8). Os parâmetros estatísticos característicos deste modelo, média, desvio padrão e coeficiente de variação são, respectivamente, 55 GPa, 13 GPa e 24 %.

Tabela E.8 – Testes de aderência para o módulo de deformabilidade das brechas dolomíticas.

n	α	Variável Crítica – $D_{23}^{0,20}$	Variável de Teste – D_{23}	
			Distribuição Normal	Distribuição Lognormal
23	20%	0,218	0,087	0,128

E.1.3 – BRECHAS WILLEMÍTICAS

Os resultados dos ensaios de compressão simples, para as brechas willemíticas, estão descritos na Tabela E.9 e na Tabela E.10. Os pontos, onde se efetuaram as medições dos módulos de deformabilidade, estão expressos em valores percentuais da tensão de ruptura.

Tabela E.9 – Ensaio de compressão simples de brechas willemíticas com corpos de prova cilíndricos.

Fonte	Amostra	Corpo de Prova			σ_{ci} (MPa)	E (GPa)			
		Nº	Diâmetro (cm)	Altura (cm)		Secante	Local (% σ_{ci})	Tangente	Local (% σ_{ci})
IPT (1994b)	29	72	7,6	16,9	84	92	-	105	-
	49	73	7,6	16,9	149	-	-	-	-
	83	74	7,6	16,2	95	97	40	135	entre 30 e 40
	84	75	7,6	16,9	128	-	-	-	-
	30	77	7,6	17,2	136	-	-	-	-
	140	123	5,4	12,0	236	124	28	119	entre 20 e 28
	138	124	5,4	12,1	236	102	27	101	entre 20 e 27
	145	125	5,4	12,0	153	102	-	94	-
	144	126	5,4	12,0	110	98	-	103	entre 40 e 54
	137	127	5,4	12,0	100	71	-	78	-
Bhering (2009)	AM-56	632	3,6	7,35	137	-	-	-	-
	AM-57	633	3,6	7,32	218	-	-	-	-
	AM-58	634	3,6	7,30	172	-	-	-	-
	AM-59	635	3,6	7,30	123	-	-	-	-
	AM-60	636	3,6	7,34	295	-	-	-	-

Tabela E.10 – Ensaio de compressão simples de brechas willemíticas com corpos de prova cúbicos.

Fonte	Amostra	Corpo de Prova				σ_{ci} (MPa)	E (GPa)			
		a (cm)	b (cm)	Altura (cm)	Área (cm ²)		Secante	Local (% σ_{ci})	Tangente	Local (% σ_{ci})
IPT (1994b)	100	4,3	4,6	4,4	19,78	126	-	-	-	-
	62	5,1	5,3	4,7	27,03	104	64	38	37	entre 30 e 38
	63	5,0	5,2	5,1	26,00	90	70	-	55	-
	64	5,0	5,3	4,7	26,50	72	61	-	52	entre 40 e 50
	65	4,9	5,0	5,1	24,50	122	80	-	69	-
	66	6,9	7,1	6,9	48,99	66	37	-	36	-
	67	7,0	7,1	7	49,70	117	63	-	39	-
	68	7,1	7,2	6,9	51,12	123	76	-	58	-
	69	6,8	6,9	7	46,92	120	-	-	-	-
	70	7,3	7,3	6,9	53,29	114	-	-	-	-
	71	10,0	10,0	10	100,00	108	89	36	57	entre 30 e 36
	72	10,0	10,0	10	100,00	104	54	40	60	entre 30 e 40
	73	9,9	10,0	9,8	99,00	103	-	-	-	-
	74	10,0	9,7	9,9	97,00	115	57	40	67	entre 30 e 40
	75	10,0	10,0	9,9	100,00	120	78	-	64	-
	76	14,0	14,0	14	196,00	95	-	-	-	-
	77	14,0	14,0	13,8	196,00	69	58	-	73	-
	78	14,0	14,0	13,4	196,00	84	-	-	-	-
	79	14,0	14,0	13,3	196,00	99	98	38	53	entre 30 e 38
	80	15,0	14,0	13,5	210,00	57	50	-	56	-
91	20,0	20,0	19	400,00	70	136	28	155	entre 17 e 28	
92	20,0	19,0	19,1	380,00	87	95	44	89	entre 40 e 44	

Para os dados de resistência, a análise dos diagramas de caixas (*box plot*), na Figura E.11, mostra a existência de quatro valores discrepantes (*outliers*) e extremos, em 37 ensaios. A elevada dispersão reflete a heterogeneidade das brechas. Os valores discrepantes e extremos são descartados, pois estão muito afastados dos demais valores do conjunto de dados.

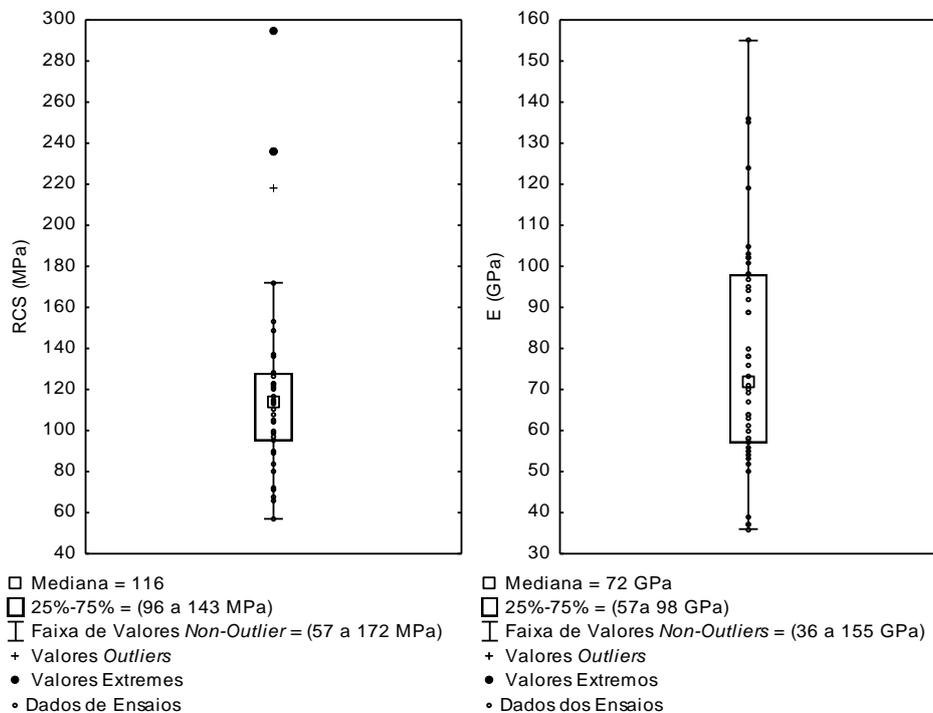


Figura E.11 – Box plot da resistência à compressão simples e do módulo de deformabilidade das brechas willemíticas.

Para os dados do módulo de deformabilidade, a análise dos diagramas de caixas (*box plot*), na Figura E.11, demonstra que, a princípio, não há valores discrepantes (*outliers*) ou extremos. Porém, verificam-se concentrações de dados em intervalos de valores distintos. A amplitude dos dados e as referidas concentrações de dados podem decorrer da presença de duas ou mais populações estatísticas, presentes neste conjunto de dados.

O histograma da resistência à compressão simples, das brechas willemíticas (Figura E.12), apresenta intervalos de classe igual a 20 MPa, como os demais histogramas de resistência. A análise do mesmo sugere uma única população estatística, delimitada pelos valores 55 e 175 MPa. Logo, por ser única, esta população representa a condição de variabilidade da resistência à compressão simples das brechas willemíticas. Possivelmente, a elevada variabilidade dos valores de resistência esteja condicionada à cimentação das mesmas.

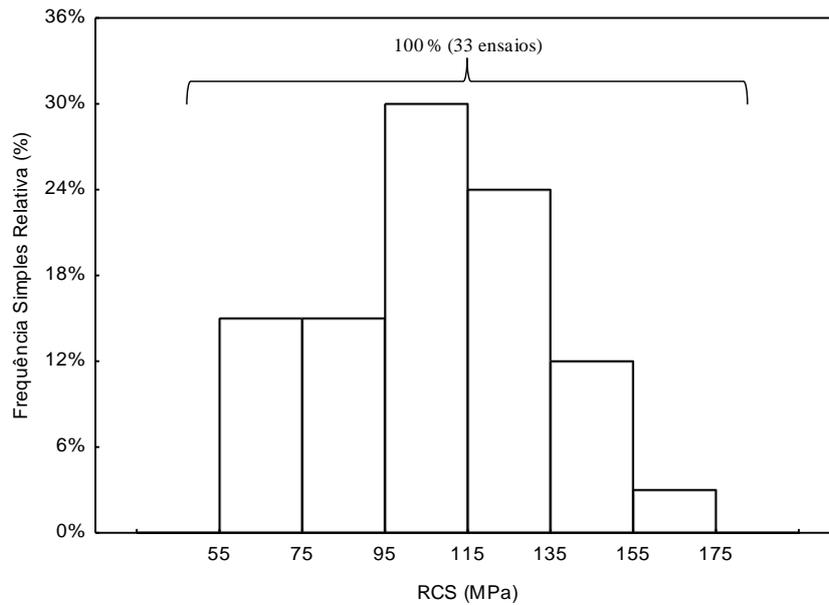


Figura E.12 – Histograma de frequências da resistência à compressão simples das brechas willemíticas.

O histograma do módulo de deformabilidade, das brechas willemíticas (Figura E.13), apresenta um intervalo de classe igual a 5 GPa. A análise do mesmo sugere, a princípio, a existência de duas ou mais populações estatísticas. Dentre estas, a população entre 45 e 80 GPa é a mais representativa das populações, com 52,2% dos dados, 24 ensaios. A amplitude desta população representa, possivelmente, a variabilidade intrínseca destas brechas. Em face destas características, assume-se a população estatística em questão como aquela que, descreve a condição de variabilidade do parâmetro em questão para as brechas willemíticas.

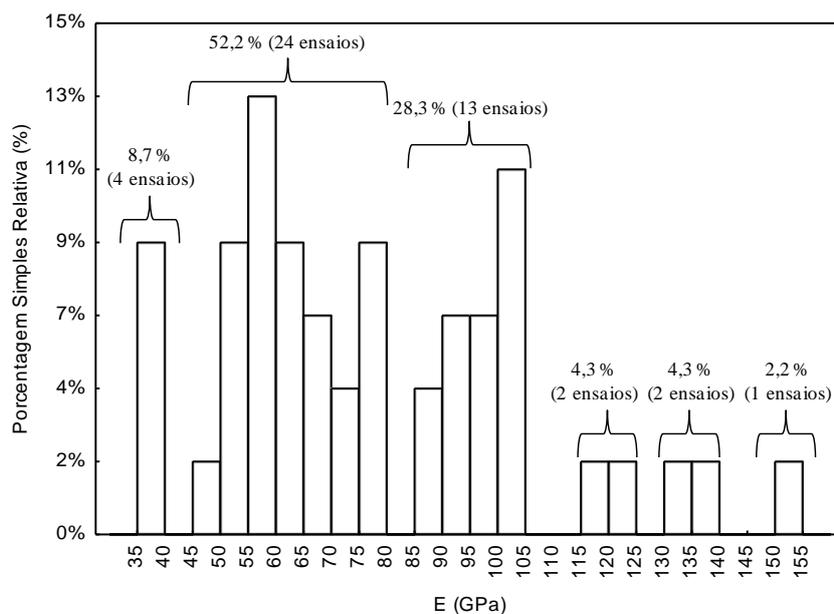


Figura E.13 – Histograma de frequências do módulo de deformabilidade das brechas willemíticas.

A análise visual da população estatística, definida para descrever a resistência à compressão simples das brechas willemíticas, sugere a seleção dos modelos teóricos de distribuição normal e de distribuição lognormal (Figura E.14), para representá-la.

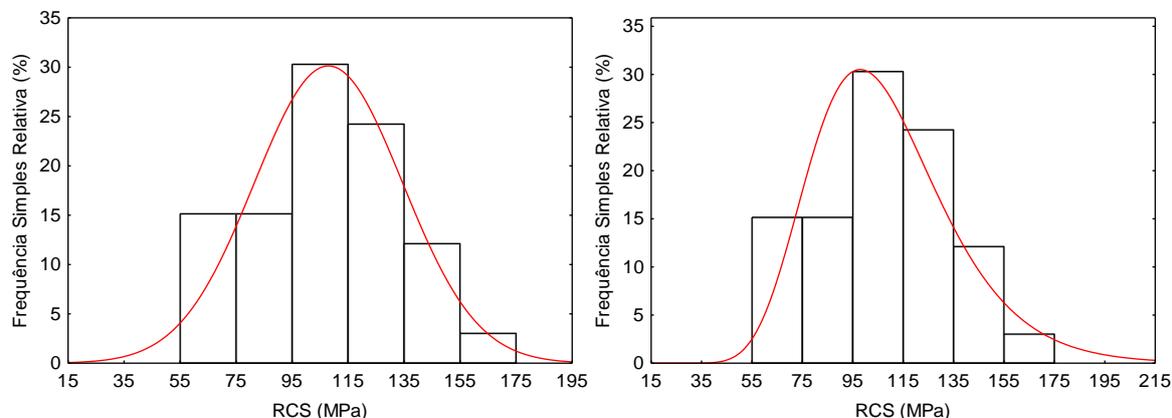


Figura E.14 – Modelos teóricos para a distribuição de frequências da resistência à compressão simples das brechas willemíticas.

A análise sobre os resultados dos testes de aderência (Tabela E.11) demonstra que ambos os modelos teóricos, distribuição normal e lognormal, podem ser aceitos com um nível de significância igual a 20%. Dentre estes modelos, a distribuição normal é aquela com melhor aderência aos dados observados, pois apresenta o menor valor para a variável de teste, D_{33} . Assim, assume-se que a variabilidade da resistência das brechas willemíticas é descrita pelo modelo teórico de distribuição normal (Equação E.8). Os parâmetros estatísticos característicos deste modelo, média, desvio padrão e coeficiente de variação são, respectivamente, 108 MPa, 26 MPa e 24%.

Tabela E.11 – Resultados dos testes de aderência para a resistência à compressão simples das brechas willemíticas.

n	α	Variável Crítica – $D_{33}^{0,20}$	Variável de Teste – D_{33}	
			Distribuição Normal	Distribuição Lognormal
33	20%	0,184	0,074	0,101

A análise visual da população estatística, definida para descrever o módulo de deformabilidade das brechas willemíticas, sugere a seleção dos modelos teóricos de distribuição normal e de distribuição lognormal (Figura E.15), para representá-la.

A análise sobre os resultados dos testes de aderência (Tabela E.12) demonstra que ambos os modelos teóricos de distribuição, normal e lognormal, podem ser aceitos com um nível de

significância igual a 20%. Dentre estes, a distribuição lognormal registra a melhor aderência aos dados observados, pois apresenta o menor valor para a variável de teste, D_{24} . Assim, assume-se que a variabilidade do módulo de deformabilidade das brechas willemíticas é descrita pelo modelo teórico de distribuição lognormal (Equação E.7). Os parâmetros estatísticos característicos deste modelo, média, desvio padrão e coeficiente de variação são, respectivamente, 63 GPa, 9 GPa e 14%.

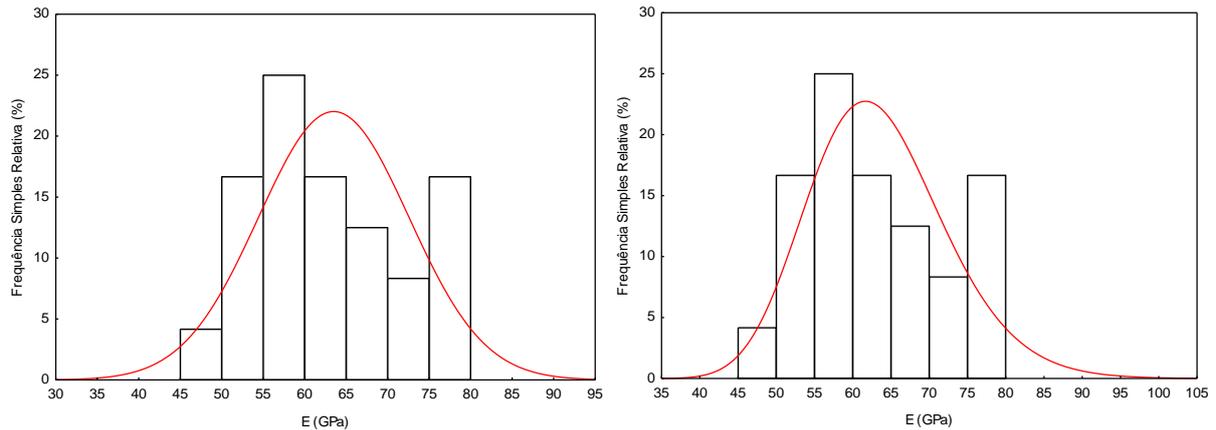


Figura E.15 – Modelos teóricos para a distribuição de frequências do módulo de deformabilidade das brechas willemíticas.

Tabela E.12 – Resultados dos testes de aderência para o módulo de deformabilidade das brechas willemíticas.

n	α	Variável Crítica – $D_{24}^{0,20}$	Variável de Teste – D_{24}	
			Distribuição Normal	Distribuição Lognormal
24	20%	0,214	0,148	0,134

E.2 – ENSAIO DE COMPRESSÃO TRIAXIAL

Os ensaios de compressão triaxial referem-se àqueles descritos pelo IPT (1994b). Os valores de resistência à compressão triaxial, obtidos destes ensaios, são utilizados para a determinação do parâmetro de resistência m_i de Hoek-Brown. Os resultados dos ensaios e as análises são apresentados, a seguir, para os dolomitos, as brechas dolomíticas e as brechas willemíticas.

E.2.1 – DOLOMITOS

Os resultados dos ensaios de compressão triaxial dos dolomitos estão apresentados na Tabela E.13. O IPT (1994b), a partir da análise visual dos círculos de Mohr, sugeriu a existência de dois grupos com comportamentos compatíveis e a exclusão de dois valores anômalos. O

primeiro grupo compõe-se dos corpos de prova de número 18, 9, 12, 11, 13, 23, e 17. Este grupo caracteriza-se por apresentar uma resistência maior. O segundo grupo compõe-se dos corpos de prova de número 10, 19, 16, 14, 20 e 15. Este grupo, por sua vez, caracteriza-se por apresentar uma resistência menor. E os valores anômalos são valores não concordantes com os referidos grupos. Estes grupos e os valores anômalos estão identificados na Figura E.16.

Tabela E.13 – Resultados do ensaio de compressão triaxial para dolomitos.

Fonte	Amostra	Corpo de Prova			Tensão Confinante	Tensão Axial
		Nº	Diâmetro (cm)	Altura (cm)	σ_3 (MPa)	σ_1 (MPa)
IPT (1994b)	71	22	7,6	16,6	1,5	317,4
	39	18	7,6	16,6	1,5	176,3
	111	10	7,6	16,5	1,5	99,2
	41	19	7,6	16,6	2,9	114,6
	36	9	7,6	16,5	2,9	251,3
	110	21	7,6	16,6	5,9	449,7
	37	16	7,6	16,6	5,9	152,1
	109	12	7,6	16,4	5,9	281,1
	12	23	7,6	16,5	11,8	263,4
	5	14	7,6	16,5	11,8	198,4
	9	11	7,6	16,6	11,8	394,6
	4	13	7,6	16,5	11,8	405,6
	10	17	7,6	16,6	23,5	416,6
	73	20	7,6	16,6	23,5	273,3
	76	15	7,6	16,6	23,5	339,5

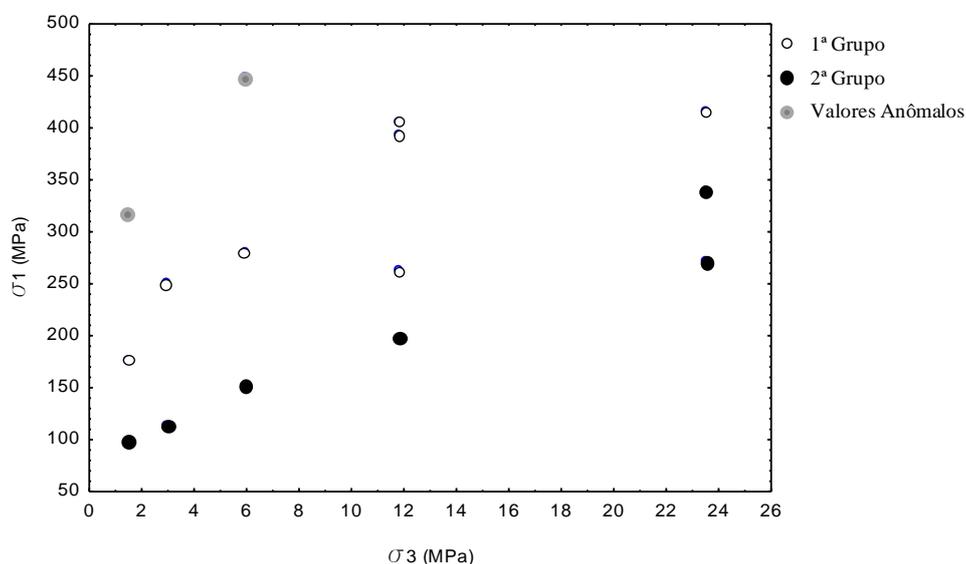


Figura E.16 – Gráfico das tensões σ_1 e σ_3 dos ensaios de compressão triaxial em dolomitos.

Possivelmente, a existência destes grupos de comportamentos associem-se à variação faciológica dos dolomitos cinza, análogo à resistência à compressão simples. Desta forma, no

cálculo do parâmetro de resistência m_i de Hoek-Brown, para os dolomitos, utilizam-se apenas os dados referentes ao segundo grupo de comportamento.

E.2.2 – BRECHAS DOLOMÍTIAS

Os resultados dos ensaios de compressão triaxial, das brechas dolomíticas, estão apresentados na Tabela E.14. Os ensaios referentes aos corpos de prova de número 46 e 54, cujos pares de tensão (σ_1, σ_3) são respectivamente (69,9 ; 0,0) e (222,7 ; 0,3), não são utilizados na determinação do parâmetro de resistência m_i de Hoek-Brown, para brechas dolomíticas. Estes valores são substituídos pelo valor da resistência à compressão simples, determinado no item anterior. O valor utilizado é 66 MPa, um valor que corresponde, estatisticamente, à média menos um desvio padrão ($\mu - 1\sigma$).

Tabela E.14 – Resultados do ensaio de compressão triaxial para brechas dolomíticas.

Fonte	Amostra	Corpo de Prova			Tensão Confinante	Tensão Axial
		Nº	Diâmetro (cm)	Altura (cm)	σ_3 (MPa)	σ_1 (MPa)
IPT (1994b)	127	46	5,4	12,5	0,0	69,9
	1	54	5,4	12,5	0,3	222,7
	133	58	5,4	13,6	1,2	161,6
	130	59	5,4	12,5	1,2	78,6
	122	52	5,4	12,5	2,4	159,4
	127	55	5,4	12,6	2,4	133,2
	129	50	5,4	12,5	2,4	104,8
	126	48	5,4	12,5	4,7	155,0
	128	51	5,4	12,4	4,7	107,0
	2	53	5,4	12,5	4,7	157,2
	134	57	5,4	12,6	9,4	265,0
	126	47	5,4	12,5	9,4	233,6
	126	49	5,4	12,6	18,8	349,3
	131	56	5,4	12,6	18,8	360,2

E.2.3 – BRECHAS WILLEMÍTIAS

Os resultados dos ensaios de compressão triaxial, das brechas willemíticas, estão apresentados na Tabela E.15. O IPT (1994b), a partir da análise visual dos corpos de prova rompidos, sugeriu a separação dos resultados em três grupos distintos. O primeiro grupo compõe-se dos corpos de prova de número 88, 80 e 89. Estes corpos de prova exibiram ruptura por descontinuidades preexistentes e apresentam valores mais baixos. O segundo grupo compõe-se dos corpos de prova de número 92, 86, 90, 82, 91, 84 e 96. Estes romperam pela matriz e

caracterizam-se por anisotropia e heterogeneidades, que provocaram valores mais baixos, comparados àqueles do terceiro grupo. O terceiro grupo compõe-se dos corpos de prova 81, 87 e 84. Estes corpos de prova romperam pela matriz e não acusaram qualquer influência de anisotropia ou heterogeneidade. As exceções foram os corpos de prova de número 85, 93, 95 e 83, ou foram submetidos a baixas tensões confinantes, ou pertencem a uma transição entre o segundo e terceiro grupo. Os grupos e as exceções estão identificados na Figura E.17.

Tabela E.15 – Resultados do ensaio de compressão triaxial para brechas willemíticas.

Fonte	Amostra	Corpo de Prova			Tensão Confinante σ_3 (MPa)	Tensão Axial σ_1 (MPa)
		Nº	Diâmetro (cm)	Altura (cm)		
IPT (1994b)	68	88	5,4	12,5	1,2	99,1
	57	92	5,4	12,5	1,2	209,6
	53	93	5,4	12,5	1,2	109,2
	70	85	5,4	12,5	2,4	148,5
	67	86	5,4	12,4	2,4	229,2
	17	81	5,4	12,5	2,4	329,7
	64	95	5,4	12,5	4,7	303,5
	53	90	5,4	12,5	4,7	255,4
	64	83	5,4	12,6	4,7	301,3
	63	87	5,4	12,5	4,7	349,3
	55	80	5,4	12,5	9,4	227,1
	55	94	5,4	12,5	9,4	399,5
	54	82	5,4	12,5	9,4	314,4
	54	91	5,4	12,4	9,4	281,6
	56	84	5,4	12,5	18,8	393,0
	-	96	5,4	12,5	18,8	375,5
	56	89	5,4	12,4	18,8	338,4

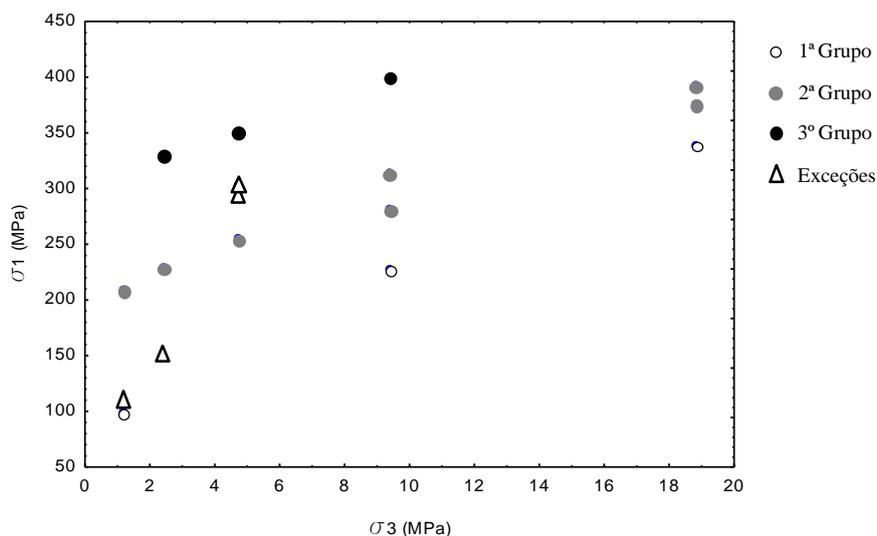


Figura E.17 – Gráfico das tensões σ_1 e σ_3 dos ensaios de compressão triaxial em brechas willemíticas.

Dentre estes grupos, utilizaram-se os dados do primeiro e do segundo grupo, e dos corpos de prova de número 85 e 93, para o cálculo do parâmetro de resistência m_i de Hoek-Brown das brechas willemíticas. O terceiro grupo foi descartado por apresentar valores superiores não concordantes com os demais valores. Além destes, descartou-se aqueles referentes aos corpos de prova de número 95 e 83, por representarem a transição de valores para o terceiro grupo.

E.3 – ENSAIO DE COMPRESSÃO DIAMETRAL

Os ensaios de compressão diametral referem-se àqueles descritos pelo IPT (1994b). Os valores de resistência à tração, obtidos destes ensaios, são utilizados para a determinação do parâmetro de resistência m_i de Hoek-Brown. Os resultados dos ensaios e as análises são apresentados, a seguir, para os dolomitos, as brechas dolomíticas e as brechas willemíticas.

E.3.1 – DOLOMITOS

Os resultados dos ensaios de compressão diametral, dos dolomitos, estão apresentados na Tabela E.16. Segundo Stacey & Page (1986), pode-se assumir, com suficiente acurácia para propósitos práticos, que a resistência à tração é 10% da resistência à compressão simples. Para o cálculo do parâmetro de resistência m_i do dolomito, o valor da resistência à compressão simples utilizado é o valor médio (μ), 124 MPa, calculado anteriormente.

Com base neste valor da resistência à compressão simples, na observação de Stacey & Page (1986), e considerando a variação faciológica dos dolomitos, selecionaram-se os corpos de prova de número 26, 32, 33 e 35. A seleção destes corpos de prova deve-se à condição dos mesmos apresentarem valores de resistência próximos a 10% de 124 MPa. A partir dos resultados dos ensaios destes corpos de prova, obteve-se o valor médio, – 11,7 MPa, para a resistência à tração, o qual será utilizado no cálculo do parâmetro resistência m_i do dolomito.

Tabela E.16 – Resultados do ensaio de compressão diametral para dolomitos.

Fonte	Amostra	Corpo de Prova			Tensão de Tração σ_t (MPa)
		Nº	Diâmetro (cm)	Altura (cm)	
IPT (1994b)	8	24	7,6	3,8	14,7
	31	25	7,6	3,8	15,5
	111	26	7,6	3,8	11,7
	113	30	7,6	3,8	14,3
	36	31	7,6	3,8	16,7
	36	32	7,6	3,8	12,4

Tabela E.16 – Resultados do ensaio de compressão diametral para dolomitos (continuação da tabela).

Fonte	Amostra	Corpo de Prova			Tensão de Tração σ_t (MPa)
		Nº	Diâmetro (cm)	Altura (cm)	
IPT (1994b)	28	33	7,6	3,8	11,7
	15	34	7,6	3,8	13,5
	11	35	7,6	3,8	10,8
	4	37	7,6	3,8	13,3

E.3.2 – BRECHAS DOLOMÍTICAS

Os resultados dos ensaios de compressão diametral, das brechas dolomíticas, estão apresentados na Tabela E.17. Dentre estes, descartaram-se aqueles referentes aos corpos de prova de número 63 e 69, por apresentarem ruptura através de fraturas preexistentes. A variabilidade verificada para os valores de resistência à tração é uma condição esperada, pois esta litologia caracteriza-se por inerente heterogeneidade. Desta forma, diferentemente do cálculo para os dolomitos, utilizaram-se todos os resultados dos ensaios para calcular o valor médio da resistência em questão. Assim, o valor médio da resistência à tração, a ser utilizado no cálculo do parâmetro resistência m_i da brecha dolomítica, é – 10,7 MPa.

Tabela E.17 – Resultados do ensaio de compressão diametral para brechas dolomíticas.

Fonte	Amostra	Corpo de Prova			Tensão de Tração σ_t (MPa)
		Nº	Diâmetro (cm)	Altura (cm)	
IPT (1994b)	42	61	7,6	3,8	8,0
	42	62	7,6	3,8	16,2
	47	63	7,6	3,8	3,0
	47	64	7,6	3,8	5,6
	48	65	7,6	3,8	15,0
	62	66	7,6	3,8	9,8
	62	67	7,6	3,8	11,2
	48	68	7,6	3,8	10,1
	58	69	7,6	3,8	3,4
	62	70	7,6	3,8	6,3
	14	71	7,6	3,8	13,8

E.3.3 – BRECHAS WILLEMÍTICAS

Os resultados dos ensaios de compressão diametral, das brechas willemíticas, estão apresentados na Tabela E.18. Dentre estes resultados, descartou-se aquele referente ao corpo de prova de número 101, por apresentar ruptura através de fratura preexistente. A brecha

willemítica caracteriza-se por inerente heterogeneidade. Por conseguinte, utilizaram-se todos os resultados de ensaios para obter o valor médio de resistência à tração, cujo valor é – 9,8 MPa. Este valor será utilizado no cálculo do parâmetro resistência m_i , da brecha willemítica.

Tabela E.18 – Resultados do ensaio de compressão diametral para brechas willemíticas.

Fonte	Amostra	Corpo de Prova			Tensão de Tração σ_t (MPa)
		Nº	Diâmetro (cm)	Altura (cm)	
IPT (1994b)	29	97	7,6	3,8	10,2
	51	98	7,6	3,8	10,1
	51	99	7,6	3,8	7,3
	51	100	7,6	3,7	9,6
	20	101	7,6	3,8	4,4
	84	102	7,6	3,8	12,1
	49	103	7,6	3,8	10,3
	84	104	7,6	3,8	11,6
	51	105	7,4	3,8	7,5

E.4 – CÁLCULO DO PARÂMETRO m_i

Os cálculos dos parâmetros de resistência m_i de Hoek-Brown, para dolomitos, brechas dolomíticas e brechas willemíticas, foram realizados utilizando o programa RocLab, da Rocscience Inc, e basearam-se nos dados presentes na Tabela E.19 e na Tabela E.20.

Tabela E.19 – Valores de resistência mecânica dos dolomitos para cálculo do m_i .

	Dolomito	
	σ_3 (MPa)	σ_1 (MPa)
σ_t	-11,7	0
σ_{ci}	0	124
Ensaio Triaxiais	1,5	99,2
	2,9	114,6
	5,9	152,1
	11,8	198,4
	23,5	273,3
	23,5	339,5

Tabela E.20 – Valores de resistência mecânica das brechas dolomíticas e willemíticas para cálculo do m_i .

	Brechas Dolomíticas		Brechas Willemíticas	
	σ_3 (MPa)	σ_1 (MPa)	σ_3 (MPa)	σ_1 (MPa)
σ_t	-10,7	0	-9,8	0
σ_{ci}	0	31	0	108
Ensaio Triaxiais	1,2	161,6	1,2	99,1
	1,2	78,6	1,2	209,6

Tabela E.20 – Valores de resistência mecânica das brechas dolomíticas e willemíticas para cálculo do m_i (continuação da tabela).

	Brechas Dolomíticas		Brechas Willemíticas	
	σ_3 (MPa)	σ_1 (MPa)	σ_3 (MPa)	σ_1 (MPa)
Ensaio Triaxiais	2,4	159,4	1,2	109,2
	2,4	133,2	2,4	148,5
	2,4	104,8	2,4	229,2
	4,7	155,0	4,7	255,4
	4,7	107,0	9,4	227,1
	4,7	157,2	9,4	314,4
	9,4	265,0	9,4	281,6
	9,4	233,6	18,8	393,0
	18,8	349,3	18,8	375,5
	18,8	360,2	18,8	338,4

Com base nestes dados, os valores e as curvas de ajustes referentes ao parâmetro de resistência m_i , para dolomitos e brechas, estão descritos na Tabela E.21 e na Figura E.18.

Tabela E.21 – Valores do parâmetro de resistência m_i .

	Litologias		
	Dolomitos	Brechas Dolomíticas	Brechas Willemíticas
Valores de m_i	12,5	23,9	20,9

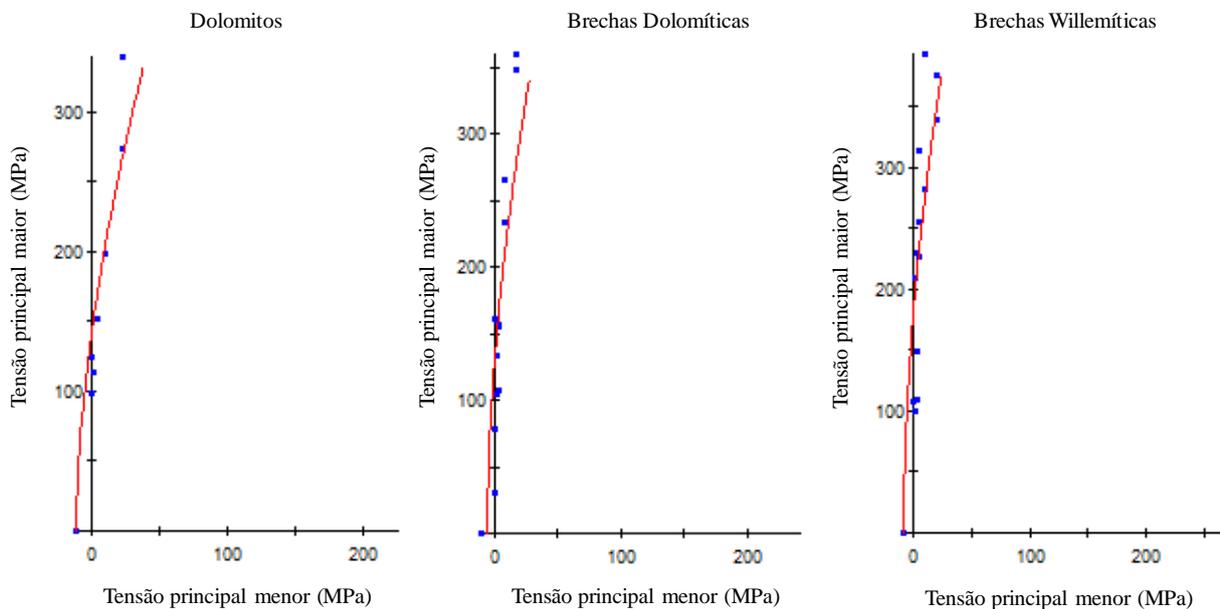


Figura E.18 – Curvas de ajuste dos parâmetros de resistência m_i das diferentes litologias.

E.5 – CONSIDERAÇÕES GEOTÉCNICAS SOBRE A MATRIZ ROCHOSA

As considerações geotécnicas, a seguir apresentadas, são análises que complementam a descrição da rocha intacta. Estas considerações estão separadas em dois assuntos. O primeiro trata dos parâmetros geotécnicos. O segundo trata do comportamento da rocha intacta, especificamente, da brecha dolomítica.

As considerações sobre os parâmetros geotécnicos referem-se: à determinação dos parâmetros coeficiente de Poisson (ν) e peso específico (γ); ao uso frequente de modelos teóricos, normal e lognormal, para representar as distribuições de frequências dos parâmetros; à variabilidade dos parâmetros; e à condição dos parâmetros da resistência à compressão simples e do módulo de deformabilidade serem variáveis independentes.

O coeficiente de Poisson (ν) foi determinado baseando-se em dados da literatura, descritos por Lama *et al.* (1974). Os valores deste parâmetro para os dolomitos, presentes na Figura E.19, demonstram que a moda encontra-se entre 0,1 e 0,2. Assim, atribui-se o valor 0,2 ao coeficiente de Poisson (ν) para os dolomitos. Como não há dados deste parâmetro para as brechas, dolomíticas e willemíticas, assume-se também que o mesmo é igual a 0,2 para ambas as litologias. Para o peso específico (γ) das diferentes litologias, adotaram-se os valores médios usados pela empresa. Estes valores para os dolomitos, brechas dolomíticas e willemíticas são iguais a 27,0 kN/m³, 30,0 kN/m³ e 35,0 kN/m³, respectivamente.

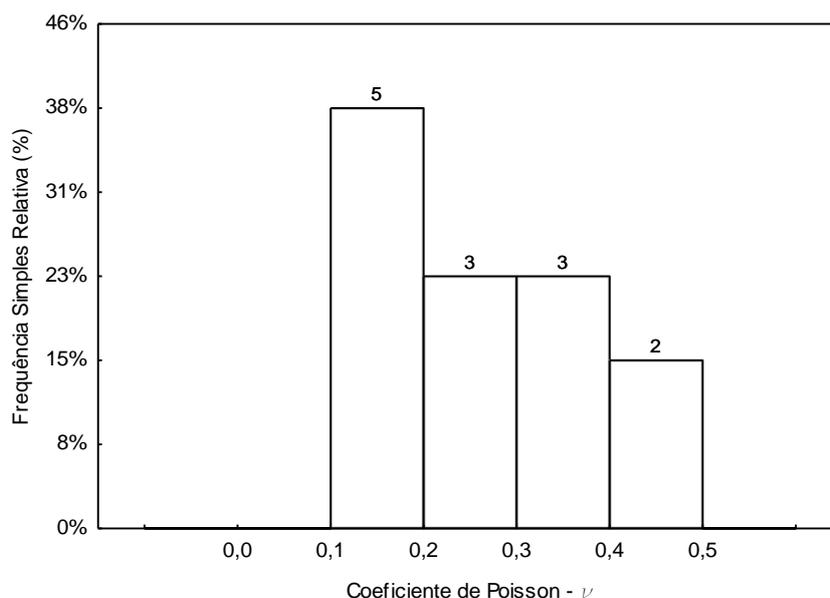


Figura E.19 – Valores de literatura do coeficiente de Poisson para dolomitos.

A descrição dos parâmetros geotécnicos, por meio dos modelos teóricos de distribuição normal e lognormal, pode ser considerada uma condição esperada, embora haja outros modelos teóricos. Tal afirmação baseia-se na observação de Hoek *et al.* (2005) sobre o uso de modelos teóricos em geotecnia. Segundo estes autores, a distribuição normal é geralmente usada em estudos probabilísticos aplicados à engenharia geotécnica, a menos que haja boas razões para selecionar uma distribuição diferente.

No que tange à resistência à compressão simples das brechas dolomíticas, observa-se que, este parâmetro não apresenta um coeficiente de variação elevado, $CV = 35\%$. Entretanto, analisando os valores absolutos, 66 MPa e 136 MPa, referentes, respectivamente, à média menos um desvio padrão ($\mu - 1\sigma$), e à média mais um desvio padrão ($\mu + 1\sigma$), identifica-se uma elevada variabilidade de valores para o parâmetro em questão. A razão para esta elevada variabilidade pode estar associada à estrutura e à cimentação das brechas, conforme observado nos Apêndices C e D.

No Apêndice C identificou-se que as brechas dolomíticas apresentam dois tipos de estruturas. No Apêndice D, com base na literatura revisada, constata-se que as brechas da Mina Vazante apresentam carbonatos, óxido de ferro e sílica, como material de cimentação. Segundo Blyth & Freitas (1984), dentre estes três tipos de cimentos, os silicosos e os carbonáticos apresentam, respectivamente, a maior e a menor resistência mecânica. Observando esta diferença de cimentação, Bhering (2009) iniciou um estudo sobre a resistência das brechas, dolomíticas e willemíticas, considerando o tamanho dos clastos e a composição química da matriz. As análises iniciais, realizadas por Bhering (2009), demonstraram que a resistência das brechas apresenta, a princípio, uma relação diretamente proporcional aos teores de sílica e ferro e inversamente aos teores de cálcio e magnésio.

Portanto, com base nas considerações anteriores, sugere-se que as brechas dolomíticas sejam separadas em classes, em função da estrutura e da cimentação, e a resistência à compressão simples seja determinada para cada classe. Assim, supõe-se obter uma caracterização adequada e classes com menor variabilidade de valores de resistência mecânica.

Quanto à condição de independência, entre a resistência à compressão simples e módulo de deformabilidade das brechas dolomíticas, verifica-se, por meio da análise da Figura E.20, que os parâmetros em questão são variáveis independentes, pois não apresentam qualquer relação.

Esta independência foi também registrada pelo IPT (1994b), ao analisar ambos os parâmetros. A importância, em definir esta condição de independência, está relacionada à aplicação do método probabilístico de Rosenblueth nas análises numéricas, para o cálculo da diluição não planejada de minério. O método de Rosenblueth, conforme observa Assis (2002), consiste em estimar os momentos (média, desvio padrão, etc.) da variável dependente, em função das variáveis aleatórias independentes, para as quais se conheçam pelo menos dois momentos, média e desvio padrão. Neste estudo a variável dependente é a diluição não planejada do minério, e as variáveis consideradas independentes são a resistência à compressão simples e o módulo de deformabilidade das brechas dolomíticas. Daí a necessidade em verificar, se os mesmos comportam-se como variáveis independentes.

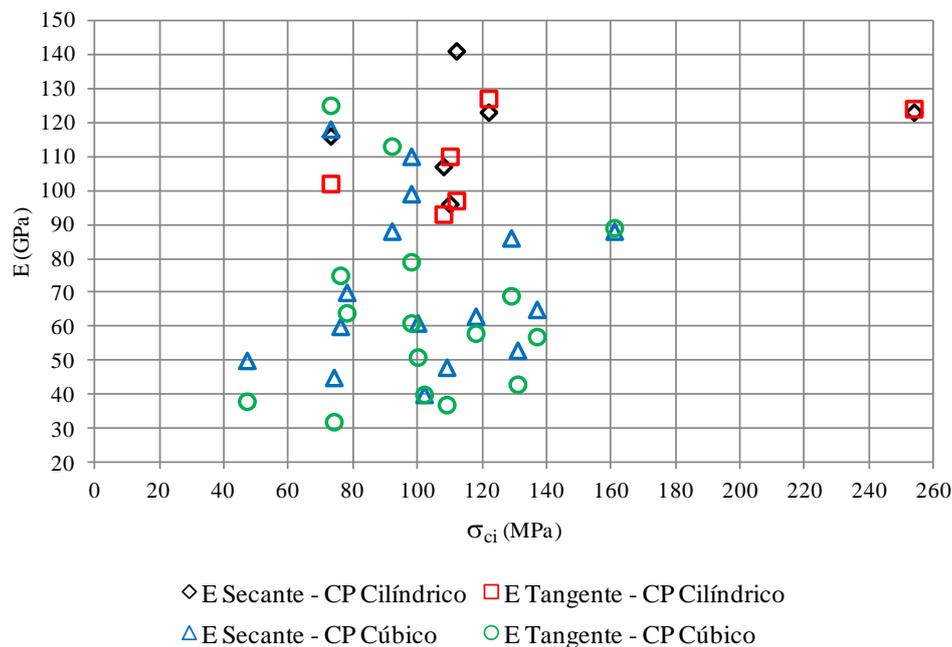


Figura E.20 – Gráfico da resistência à compressão simples e módulo de deformabilidade.

Feitas as observações complementares sobre os parâmetros geotécnicos, passa-se às considerações sobre o comportamento das brechas dolomíticas. Estas considerações referem-se aos ensaios de compressão simples. IPT (1994 b) verificou que, nos ensaios de resistência à compressão simples de laboratório, somente as brechas dolomíticas apresentaram ruptura com comportamento explosivo. Considerando que dolomitos e brechas willemíticas apresentam valores de resistência e deformabilidade superiores às brechas dolomíticas, possivelmente, o comportamento explosivo decorra da perda repentina e catastrófica de resistência da rocha, e não de uma inadequada rigidez da máquina utilizada nos ensaios.

Esta perda repentina e catastrófica da resistência pode estar associada ao comportamento frágil (rúptil) de uma rocha (Gramberg, 1965; Wawersik & Fairhurst, 1970; Hoek & Brown, 1980; Sharan, 2003). Segundo Andreev (1995), a ruptura frágil de uma rocha é causada por tensões de tração, e caracteriza-se por uma linearidade até o momento da ruptura e por apresentar pouca ou nenhuma deformação permanente. Estas tensões de tração impõem um fraturamento axial ao corpo de prova (Figura E.21) e estão condicionadas à heterogeneidade da rocha (Wawersik & Fairhurst, 1970). Por sua vez, este fraturamento axial caracteriza-se por fraturas orientadas ao longo da direção da maior tensão de compressão (Figura E.22), tensões estas responsáveis por induzir as tensões de tração (Gramberg, 1965). Complementando as considerações anteriores, Hetényi (1950) observou que quando a estrutura interna de um material induz uma alta concentração local de tensões, o mesmo, geralmente, tende a se comportar como um material frágil (rúptil), rompendo-se por meio de tensões de tração e inibindo a ocorrência de deformações plásticas.



Figura E.21 – Fraturamento axial em corpo de prova (Wawersik & Fairhurst, 1970)

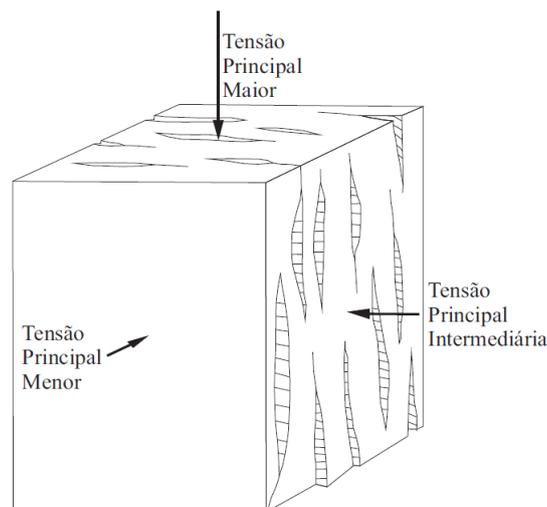
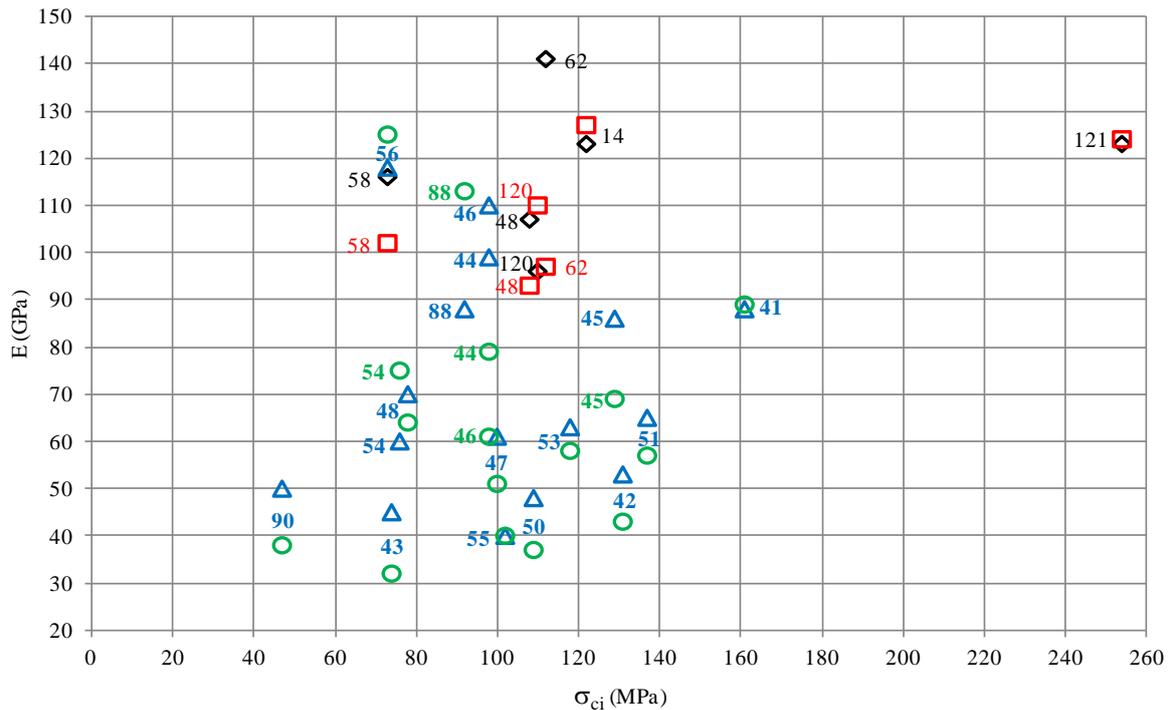


Figura E.22 – Direção dos planos de fraturas axiais (modificado de Gramberg, 1965)

Com base nas considerações anteriores, analisam-se os módulos de deformabilidade, secante e tangente, e a estrutura das brechas dolomíticas. A análise dos módulos de deformabilidade demonstra que em boa parte dos ensaios, 77,3%, a determinação pelos métodos secante e tangente apresentaram valores coincidentes ou próximos (Figura E.23). Este fato indica que, a curva de tensão e deformação apresenta certa linearidade até o momento de ruptura, condição esta característica de rochas de comportamento frágil (rúptil), como descrito anteriormente.



◇ E Secante - CP Cilíndrico □ E Tangente - CP Cilíndrico △ E Secante - CP Cúbico ○ E Tangente - CP Cúbico
 Observação: os números referem-se à identificação das amostras presentes nas Tabelas E.7 e E.8

Figura E.23 – Módulos de deformabilidade secante e tangente das brechas dolomíticas

Quanto às estruturas das brechas dolomíticas, descritas no Capítulo 5 e no Apêndice D, sugere-se que as mesmas sejam interpretadas como estruturas internas da rocha, capazes de condicionar concentrações de tensões locais (Figura E.24). Tal fato seria responsável por impor um comportamento frágil (rúptil) às brechas dolomíticas.

Portanto, é possível que, as brechas dolomíticas caracterizem-se como rochas de comportamento frágil (rúptil). Como consequência desta interpretação, surgem duas considerações geotécnicas. A primeira consideração é a necessidade de caracterizar a estrutura e o tipo de cimentação das brechas dolomíticas, junto com a determinação da resistência à compressão simples, pois a ruptura, supostamente, ocorre pela matriz da brecha.

Esta consideração está diretamente associada às questões descritas, no quinto parágrafo deste item. A segunda consideração refere-se a restrições ao uso de modelos constitutivos elásticos perfeitamente plásticos para este tipo de rocha. Estas restrições encontram-se descritas ao final do Capítulo 5.

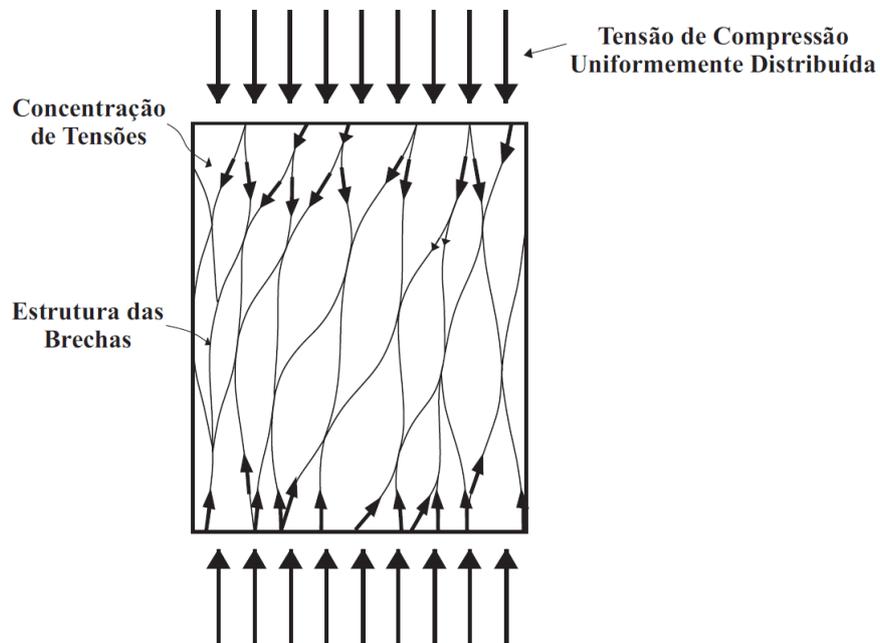


Figura E.24 – As estruturas internas das brechas e a concentração de tensões

APÊNDICE F – VALORES CRÍTICOS (D_n^α) PARA O TESTE DE KOLMOGOROV-SMIRNOV

Tabela F.1 – Valores críticos para o teste de Kolmogorov-Smirnov (Ang & Tang, 1975).

n \ α	0,20	0,10	0,05	0,01
5	0,45	0,51	0,56	0,67
10	0,32	0,37	0,41	0,49
15	0,27	0,30	0,34	0,40
20	0,23	0,26	0,29	0,36
25	0,21	0,24	0,27	0,32
30	0,19	0,22	0,24	0,29
35	0,18	0,20	0,23	0,27
40	0,17	0,19	0,21	0,25
45	0,16	0,18	0,20	0,24
50	0,15	0,17	0,19	0,23
> 50	$1,07/\sqrt{n}$	$1,22/\sqrt{n}$	$1,36/\sqrt{n}$	$1,63/\sqrt{n}$

n – número de dados da população estatística

α – nível de significância

APÊNDICE G – TENSÕES *IN SITU*

Este apêndice apresenta a determinação das tensões *in situ* na Mina Vazante, assumida neste trabalho. Hudson *et al.* (2003) recomenda que a determinação do tensor de tensões *in situ* decorra de um processo construtivo, Tabela G.1. Este processo inicia-se com informações pré-existentes sobre o estado de tensões locais. Posteriormente, compõe-se de medições *in situ*. E finaliza com estabelecimento de uma variação do estado de tensões ao longo do local.

Tabela G.1 – Etapas para definição dos componentes do tensor de tensões em rocha.

Usar informações pré-existentes no local sobre o estado de tensões na rocha.

Avaliar se a direção vertical é uma tensão principal (a partir de topografia, evidência geológica e outras informações).

Estimar a magnitude da componente vertical de tensão (a partir do peso específico da rocha e da altura de coluna de rocha sobrejacente).

Considerar indicações sobre as direções das tensões principais e a razão entre estas (a partir de análises planas).

Estabelecer a orientação da tensão horizontal menor (a partir de fraturamento hidráulico ou da análise de fraturas nas paredes de poços verticais, *borehole breakout*).

Encontrar componentes do tensor de tensões usando métodos indiretos nos testemunhos de sondagem (tais como o efeito Kaiser e análise de deformação diferencial).

Estabelecer o estado completo de tensões em um ou mais locais por meio de medições *in situ* (a partir de testes como sobrefuração, *overcoring test*, e fraturamento hidráulico, *hydraulic fracturing test*).

Estabelecer a variação do estado de tensões ao longo do local, devido aos diferentes estratos geológicos e às fraturas (estimadas a partir de análises numéricas ou medições adicionais).

A determinação das tensões *in situ*, na Mina Vazante, baseou-se em análises sobre: interpretações geológico-geotécnicas; interpretações dos testemunhos de sondagem; verificações *in loco* na mina; e medições de tensões *in situ* realizadas pelo IPT (1997). Estas análises atendem a algumas das orientações anteriores (Tabela G.1) e estão descritas a seguir.

G.1 – INTERPRETAÇÕES GEOLÓGICO-GEOTÉCNICAS

As considerações geológico-geotécnicas sobre tensões *in situ*, ora apresentadas, em grande parte, representam uma síntese do que foi descrito no Capítulo 4 e nos Apêndices A e B. A apresentação destas considerações inicia-se com a descrição de aspectos relacionados à magnitude das tensões. Posteriormente, abordam-se os aspectos relativos à orientação.

As considerações sobre a magnitude das tensões *in situ* decorrem de análises no âmbito da geologia regional e local. No âmbito da geologia regional observa-se que o depósito zincífero de Vazante situa-se na zona cratônica da Faixa Brasília, margeando a borda oeste do Cráton do São Francisco. As encaixantes do minério, rochas metassedimentares, apresentam suas

estruturas primárias preservadas (Dardenne, 2000; Valeriano *et al.*, 2008). Esta posição do depósito e a preservação das estruturas primárias das rochas encaixantes podem ser um indicativo da baixa magnitude das tensões *in situ*, responsáveis pela formação da ZCV.

No âmbito da geologia local, três considerações sugerem magnitudes baixas às tensões *in situ*, que formaram a ZCV. A primeira é a similaridade entre a atitude NE-SW dos planos de fraqueza crustal, pré-existentes no embasamento do Grupo Vazante, e a atitude N50°E da ZCV (Marini *et al.*, 1981; Pinho, 1990). Esta similaridade indica que, possivelmente, a ZCV desenvolveu-se ao longo de um plano de fraqueza crustal pré-existente. Logo, a origem da ZCV relacionar-se-ia à reativação de um plano de fraqueza e, por conseguinte, os esforços para a formação seriam inferiores àqueles, caso os planos de fraqueza crustal inexistissem.

A segunda consideração é o fato da mineralização de zinco ocorrer por meio de um fenômeno hidrotermal, singenético ao evento tectônico da formação da ZCV (Pinho, 1990; Dardenne & Schobbenhaus, 2001; Monteiro, 1997 e 2002). Nestas condições, as tensões principais efetivas (σ'_1 , σ'_2 , σ'_3), atuantes na região da ZCV, poderiam ser expressas pelo sistema de equações:

$$\begin{bmatrix} \sigma'_1 & 0 & 0 \\ 0 & \sigma'_2 & 0 \\ 0 & 0 & \sigma'_3 \end{bmatrix} = \underbrace{\begin{bmatrix} \sigma_{oct} - p_f & 0 & 0 \\ 0 & \sigma_{oct} - p_f & 0 \\ 0 & 0 & \sigma_{oct} - p_f \end{bmatrix}}_{\text{tensor hidrostático}} + \underbrace{\begin{bmatrix} \sigma_1 - \sigma_{oct} & 0 & 0 \\ 0 & \sigma_2 - \sigma_{oct} & 0 \\ 0 & 0 & \sigma_3 - \sigma_{oct} \end{bmatrix}}_{\text{tensor desvio}} \quad (G1)$$

onde, σ'_1 , σ'_2 , σ'_3 são as tensões principais, respectivamente, maior, intermediária e menor, σ_{oct} é a tensão octaédrica e p_f é a pressão do fluido hidrotermal.

A diminuição da condição confinante pela pressão do fluido ($\sigma_{oct} - p_f$), sob a manutenção da mesma tensão desviadora ($\sigma_1 - \sigma_3$), supostamente, condicionou a formação da ZCV. Logo, o esforço para a formação da ZCV teria sido inferior àquele necessário, caso inexistisse a pressão do fluido hidrotermal.

A terceira condição é a presença de fraturas extensionais na direção NW-SE, no âmbito da ZCV (Rostirolla *et al.*, 2002). Segundo Fossen (2013), fraturas extensionais são típicas de deformações originadas sob baixa, ou nenhuma, tensão confinante e sob pequeno esforço.

Quanto à orientação das tensões *in situ*, esta se baseia na teoria do falhamento de Anderson aplicada aos trabalhos de Pinho (1990) e Rostirolla *et al.* (2002), conforme descrito no Apêndice A e resumido a seguir. Baseia-se, também, nas considerações de Li (2006) sobre a referida teoria de falhamento.

Pinho (1990) e Rostirolla *et al.* (2002) estudaram a evolução tectônica da ZCV. Rostirolla *et al.* (2002) consideraram o último evento tectônico como uma fase compressional. Pinho (1990), assim como Dardenne & Schobbenhaus (2001), definiu o último evento como um relaxamento da fase compressional, que gerou falhas normais com direção NW, na mina. A aplicação da teoria do falhamento de Anderson, aos respectivos trabalhos, sugere dois estados de tensões distintos à ZCV (Figura G.1). A definição entre qual estado de tensões, a princípio, representa a condição atual, passa pelas interpretações de Li (2006) para a teoria em questão.

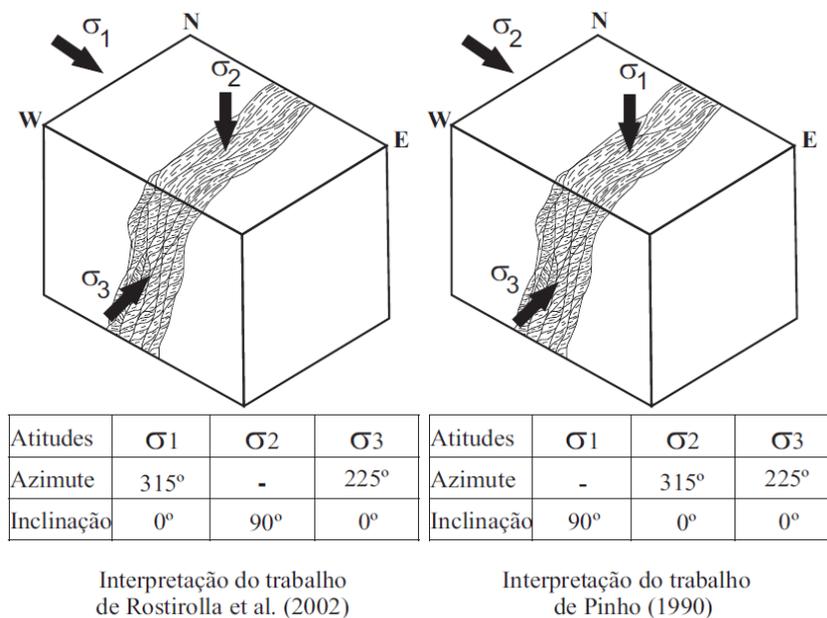


Figura G.1 – Interpretações de estados de tensões na ZCV.

A teoria do falhamento de Anderson é válida para determinar a orientação das tensões, no momento em que está ocorrendo o falhamento. Após o falhamento, enquanto a tensão principal maior (σ_1) decresce, devido ao deslocamento ao longo do plano de falha, a tensão principal intermediária (σ_2) mantém-se constante. Situação equivalente àquela de um ensaio de compressão triaxial. Há situações em que, a tensão principal maior (σ_1) ao decrescer, pode atingir níveis de tensão inferior àquele da tensão principal intermediária (σ_2). Nestes casos haveria uma inversão entre as tensões principais, maior e intermediária (Figura G.2), e consequente reinterpretação da referida teoria (Li, 2006).

Confrontando as observações de Li (2006) com as análises de Pinho (1990) e Rostirolla *et al.* (2002), percebe-se que a interpretação de Pinho (1990), para o último evento tectônico, corresponde a lógica descrita por Li (2006). Ou seja, após a formação da ZCV, o relaxamento da fase compressional caracterizou-se por um decréscimo da tensão principal maior (σ_1), a níveis de tensão inferior àquele da tensão principal intermediária (σ_2). Por conseguinte, houve a inversão entre as tensões principais, maior e intermediária. Esta inversão ocasionou a formação das falhas normais com pequeno rejeito. Em face da lógica concordante, entre o trabalho do Pinho (1990) e as observações de Li (2006), assume-se que a orientações das tensões principais na ZCV são aquelas interpretadas, a partir do trabalho de Pinho (1990).

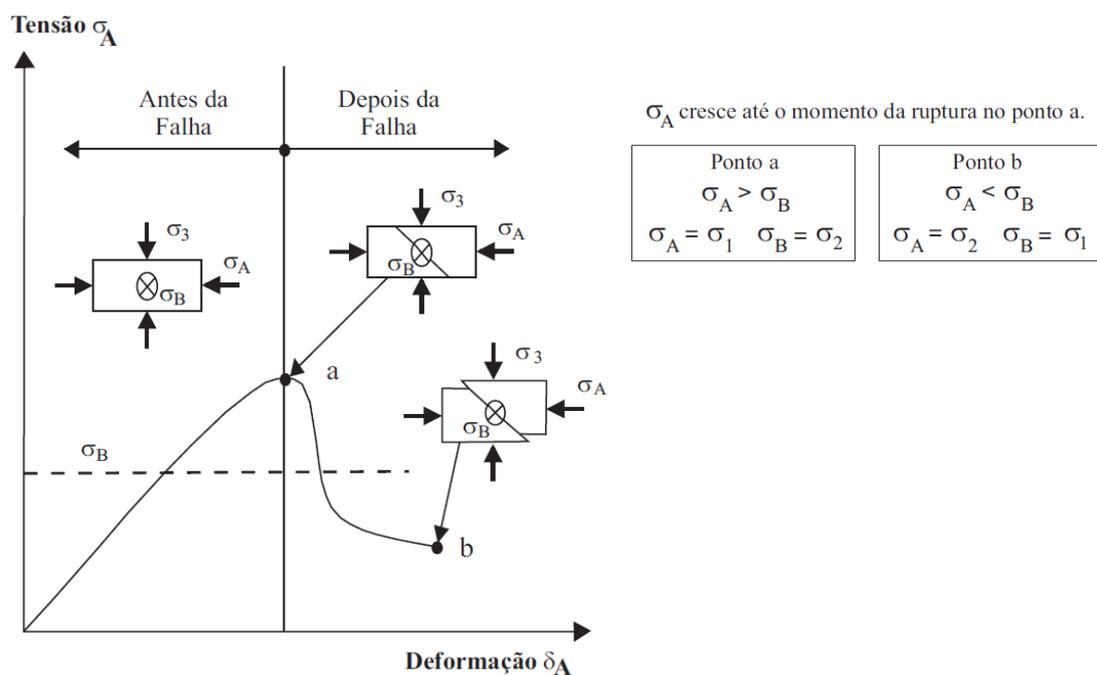


Figura G.2 – Orientação das tensões principais após o falhamento (modificado de Li, 2006).

Assumindo a orientação das tensões principais, com base no trabalho de Pinho (1990), é possível fazer três considerações sobre estas tensões. A primeira consideração refere-se à magnitude da tensão principal maior ($\sigma_1 = \sigma_v$), a qual é estimada por meio de:

$$\sigma_v = \gamma h \tag{G2}$$

onde, σ_v é a tensão vertical e h é a coluna de rocha sobrejacente ao ponto analisado.

Logo, supondo o valor do peso específico (γ) igual a $0,027 \text{ MN/m}^3$, e os níveis operacionais da mina posicionados entre 150 a 400 m da superfície, os valores da tensão principal maior, calculados pela Equação G2, estariam entre 4,1 e 10,8 MPa.

A segunda consideração refere-se à razão entre as tensões principais menor e maior (σ_3/σ_1), representada pela letra k_h . O valor de k_h , supostamente, seria um valor inferior e próximo a 1. A razão para este valor é o rejeito decimétrico verificado nas falhas normais do último evento, observado por Pinho (1990). Estes rejeitos decimétricos podem indicar que a diferença entre as tensões principais, maior (σ_1) e menor (σ_3), é pequena.

A terceira consideração é a razão entre tensões as principais intermediária e maior (σ_2/σ_1), representada pela letra k_H . Com base no parágrafo anterior, onde se sugere que k_h seja inferior e próximo a 1, e considerando que $k_h < k_H < 1$, o valor de k_H deve ser próximo de 1, também.

G.2 – INTERPRETAÇÕES DOS TESTEMUNHOS DE SONDAGEM

Os testemunhos de sondagem podem apresentar características indicadoras de tensões horizontais compressivas elevadas, presentes no maciço rochoso. Estas características indicadoras são denominadas *core diskings*. Os *core diskings* são fraturas em forma de discos, regularmente espaçadas e induzidas por tensão. A espessura dos discos aumenta gradativamente no sentido do início para o final do furo (Figura G.3). O testemunho de sondagem, na figura citada, apresenta diâmetro nominal igual a 45 mm. A rocha é um granito maciço sem fraturas, submetido a um estado de tensões, cujas orientações e magnitudes estão descritas na Tabela G.2 (Lim & Martin, 2010). Os granitos, assim como os dolomitos, são rochas duras, que apresentam valores de resistência e de módulo de deformabilidade elevados.

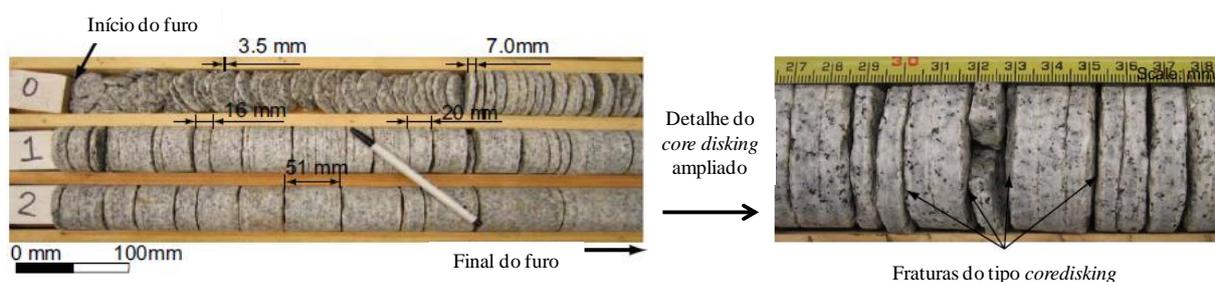


Figura G.3 – *Core diskings* (modificado de Lim & Martin, 2010).

Tabela G.2 – Estado de tensão presente no granito (modificado de Lim & Martin, 2010).

Tensões Principais	σ_1	σ_2	σ_3
Magnitude (MPa)	60 ± 3	45 ± 4	11 ± 4
Direção / Ângulo de Mergulho (graus / graus)	145 / 11	054 / 08	290 / 77

Na Mina Vazante, as seções de sondagens de pesquisa posicionam-se transversais à direção do corpo de minério. Estas seções são realizadas de forma sistemática, e encontram-se equidistantes de 25 m. Cada seção apresenta em média onze furos de sondagem. Estes furos estão dispostos em leque, com ângulos de inclinação, em relação à superfície horizontal, variando entre 0° e 90°, aproximadamente.

Os testemunhos de furos de sondagem, com diferentes inclinações e referentes a diversas seções da mina, foram visualmente analisados. Nestas análises não se identificou a presença de *core diskings* nos testemunhos. Tal condição pode ser um indicador da inexistência de tensões horizontais com magnitudes elevadas, na mina em estudo.

G.3 – VERIFICAÇÕES *IN LOCO* NA MINA

As verificações *in loco* na mina basearam-se em inspeções sonoras e visuais. Realizaram-se estas avaliações, porque escavações subterrâneas, em rocha de comportamento frágil, ou maciça, e sob condições de tensões elevadas, podem estar sujeitas a deslocamentos. Estes deslocamentos (*slabbing* ou *spalling*) podem ocorrer nas paredes, e/ou no piso e no teto das galerias, bem como, nas paredes de furos verticais, ou poços (Figura G.4). Estes deslocamentos podem ser acompanhados de sons audíveis, semelhante a um pipocamento, denominado na língua inglesa por *popping* (Hoek *et al.*, 2005).

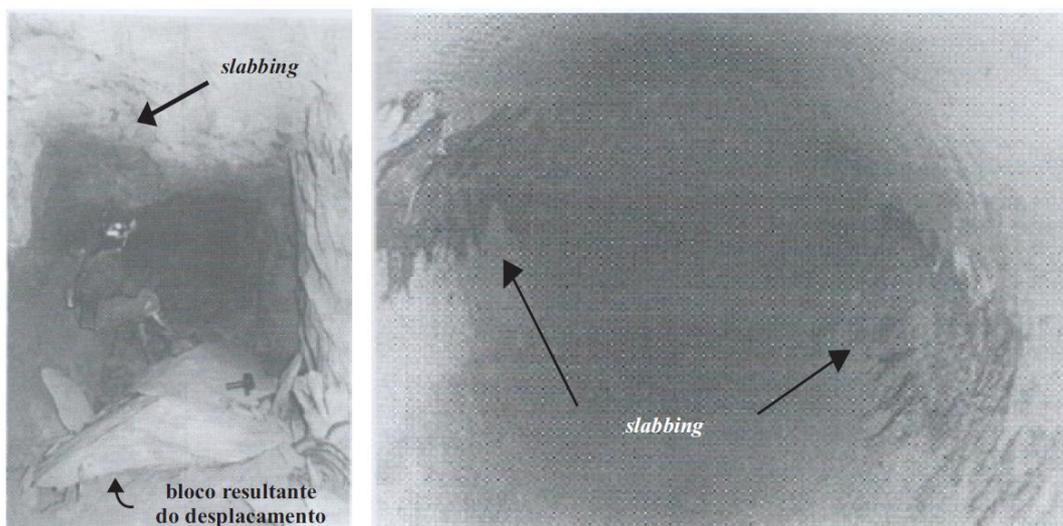


Figura G.4 – Deslocamento devido a tensões elevadas (modificado de Hoek *et al.*, 2005).

Hoek *et al.* (2005) registra alguns casos reais de deslocamentos em galerias. A descrição sobre o local, parâmetros da rocha e o estado de tensões estão apresentados na Tabela G.3.

Tabela G.3 – Descrição de locais com deslocamentos (*spalling* e *slabbing*).

Local	Litologia	RMR	σ_{ci} (MPa)	E_{mr} (GPa)	Estado de Tensões (MPa)			
					σ_1	σ_2	σ_3	Orientação
Laboratório de Pesquisa Subterrânea da AECL no Canadá	granito	-	210	60	55	48	14	σ_1 e σ_2 são sub-horizontais, e σ_3 vertical. A inclinação de σ_1 com a horizontal é 14°.
Mina de El Teniente no Chile	andesito	62 a 69	150	25	38	31	24	A inclinação de σ_1 com a horizontal é 28°.
Mina de East Rand Proprietary na África do Sul	quartzito maciço	75	350	40	225	85	220	A inclinação de σ_1 com a vertical é 10°.
Mina de ouro na África do Sul	quartzito maciço	80	200	90	90	89	70	A inclinação de σ_1 a horizontal é 50°.

Quanto aos furos verticais, quando escavados em locais com tensões horizontais elevadas, podem apresentar deslocamentos nas paredes. Estes deslocamentos modificam a seção circular do furo, originando fraturas diametralmente opostas em forma de V (Figura G.5). Estas fraturas, denominadas *breakouts*, desenvolvem-se ao longo da direção da tensão principal horizontal menor. Suas dimensões são controladas pelas magnitudes das tensões *in situ* e pela resistência da rocha (Haimson & Herrick, 1985 e 1986). No início, utilizavam-se os *breakouts* para determinar a orientação das tensões *in situ*. Atualmente, estas estruturas são usadas para estimar, também, as magnitudes das tensões *in situ* (Lee & Haimson, 2006).

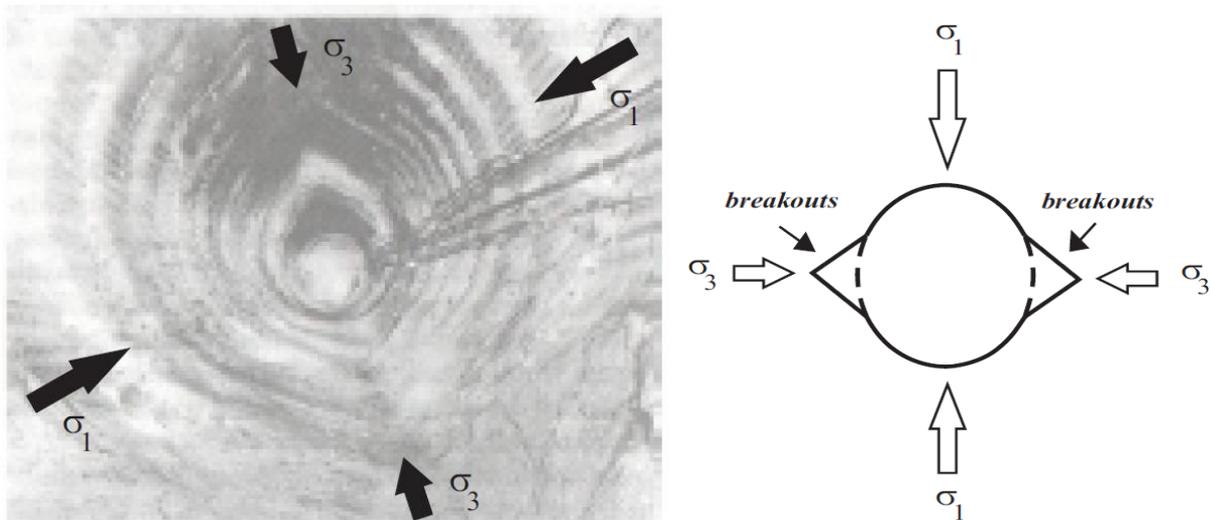


Figura G.5 – *Breakouts* em furos verticais (modificado de Christiansson, 2006).

Lee & Haimson (2006), ao realizarem estudos experimentais com arenitos, identificaram relações entre as dimensões dos *breakouts* e a razão (σ_H/σ_h) das tensões principais horizontais, maior (σ_H) e menor (σ_h), descritas na Figura G.6. Os ensaios foram realizados mantendo as tensões principais vertical (σ_v) e horizontal menor (σ_h) constantes, e variando a tensão principal horizontal maior (σ_H). A análise dos gráficos na Figura G.6 permite três observações. A primeira observação é o fato da profundidade dos *breakouts* aumentar com a elevação do σ_H , mantendo σ_v e σ_h constantes. A segunda observação é o fato que a taxa de crescimento, entre a profundidade dos *breakouts* e a razão (σ_H/σ_h), aumenta com a magnitude das tensões σ_v e σ_h aplicadas. A terceira observação refere-se aos valores da razão (σ_H/σ_h), associados à inexistência de *breakouts*. Os valores desta razão foram analisados nas mais baixas condições de tensões σ_h e σ_v . Para o arenito *tablerock*, estas condições de tensões correspondem a 15 MPa e 30 MPa, respectivamente, e para o Tenino, 15 MPa e 25 MPa. Nesta situação, verificou-se que a razão (σ_H/σ_h) varia entre 1,4 e 2,5, aproximadamente.

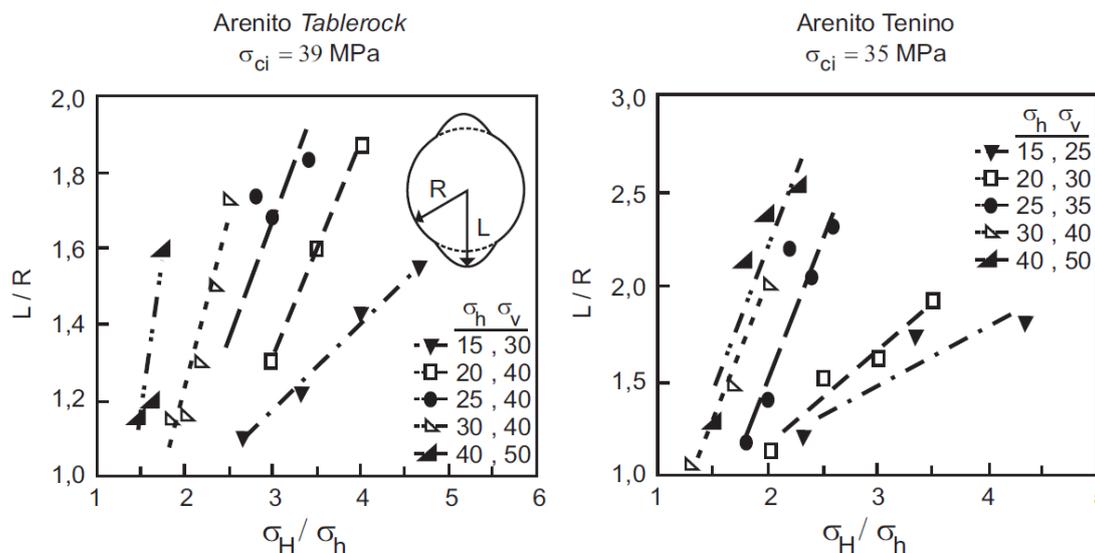


Figura G.6 – Relação entre breakouts e as tensões horizontais (modificado de Lee & Haimson, 2006).

Segundo Lee & Haimson (2006), esta dependência da profundidade dos *breakouts* com as tensões são concordantes com aquelas verificadas para os calcários analisados por Haimson & Herrick (1986). Estes calcários apresentavam resistência à compressão simples igual 27,7 MPa. Em face desta similaridade, quando não há *breakouts* nos furos verticais em rochas calcárias, sugere-se que a razão (σ_H/σ_h) apresenta valores que variam entre 1,4 a 2,5.

Baseando-se nas considerações anteriores analisaram-se galerias, travessas e furos verticais de ventilação da mina. As inspeções visuais e sonoras não detectaram, nas galerias e travessas, deslocamentos do tipo *slabbing* e *spalling*, típicos de rochas de comportamento frágeis, ou maciças, sujeitas a elevadas tensões. A inexistência deste tipo de deslocamento pode indicar condições de tensões *in situ*, com magnitudes baixas. E as inspeções dos furos verticais de ventilação da mina, também, não evidenciaram a presença de *breakouts* (Figura G.7). Esta inexistência de *breakouts* permite que, valores entre 1,4 a 2,5 sejam sugeridos para a razão (σ_H/σ_h), em alusão aos estudos desenvolvidos por Lee & Haimson (2006).

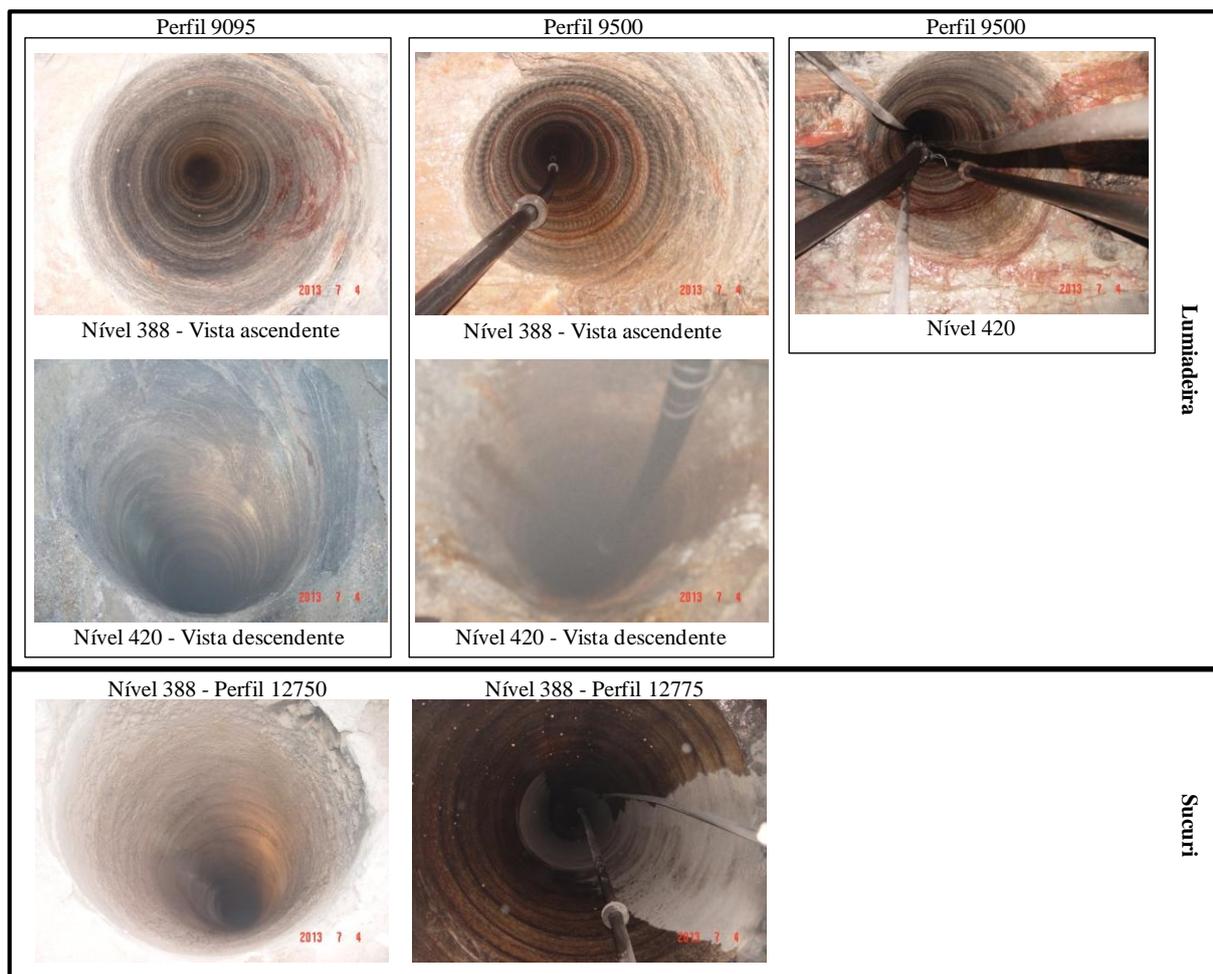


Figura G.7 – Furos verticais de ventilação na Mina Vazante.

G.4 – MEDIÇÕES DE TENSÕES

O IPT (1997) realizou medições de tensões, no maciço rochoso da Mina Vazante. O método adotado foi o método da sobrefuração (*overcoring*). A técnica de medição utilizada foi BDG (*Borehole Deformation Gage*) desenvolvido pelo USBM (*United States Bureau of Mines*).

As medições de tensões *in situ* foram realizadas em três pontos da mina (Figura G.8). Uma medida próxima à ZCV, no nível 500, outra distante, na Rampa IV, e a terceira em uma posição intermediária, na Rampa III. O objetivo era avaliar a influência da referida zona sobre campo de tensões regionais (IPT, 1997). Os resultados das medições estão na Tabela G.4.

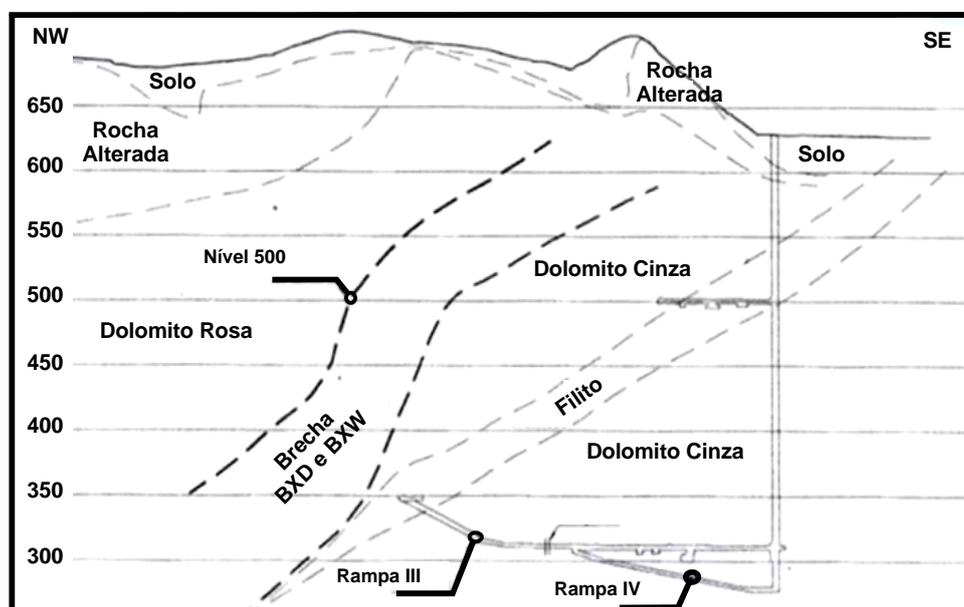


Figura G.8 – Pontos de medições de tensões *in situ* na Mina (modificado de IPT, 1997).

Tabela G.4 – Resultados das medições de tensões *in situ* na Mina Vazante.

Local	σ_1			σ_2			σ_3			σ_v
	(MPa)	Az. (graus)	Inclinação (graus)	(MPa)	Az. (graus)	Inclinação ⁽¹⁾ (graus)	(MPa)	Az. (graus)	Inclinação ⁽¹⁾ (graus)	
Nível 500	9,6	274	23	2,8	184	- 1	0,7	275	- 67	2,0
Rampa IV	27,7	276	22	20,1	236	- 63	10,3	359	- 16	20,4
Rampa III	37,7	253	1	19,0	161	59	8,8	163	- 31	16,3

⁽¹⁾ Ângulo de inclinação negativo representa projeção estereográfica na semi-esfera superior.

A medição no nível 500 foi realizada para avaliar o efeito da ZCV sobre as tensões *in situ*. Esta influência está registrada na magnitude da componente vertical (σ_v). Esta componente apresentou um valor igual a 2,0 MPa, valor este inferior àquele correspondente à tensão da coluna litostática, 6 MPa (IPT, 1997).

As medições nas Rampas IV e III, embora afastadas da ZCV, apresentaram magnitudes da componente vertical (σ_v) distintas daquelas correspondentes à tensão da coluna litostática. Na

Rampa IV, a componente vertical (σ_v) medida é 20,4 MPa, enquanto a tensão da coluna litostática é 9 MPa. Na Rampa III, a componente vertical (σ_v) medida é 16,3 MPa e a tensão da coluna litostática é 10,5 MPa (IPT, 1997).

O IPT (1997) sugeriu que os tensores de tensões determinados sofrem influência da zona de cisalhamento e da camada de filito presente na região. Por conseguinte, não é possível afirmar que o tensor de tensões determinado corresponda àquele da tensão regional, mesmo no ponto mais afastado às referidas feições, concluiu o referido autor, responsável pelas medições das tensões *in situ*.

G.5 – DEFINIÇÃO DAS TENSÕES

A partir das análises anteriores, duas considerações são feitas sobre o estado de tensões *in situ*, na Mina Vazante. A primeira refere-se à orientação destas tensões. Assume-se que as tensões *in situ* orientam-se em conformidade com as análises descritas por Pinho (1990), onde a tensão vertical (σ_v) corresponde à tensão principal maior (σ_1). A segunda refere-se à magnitude destas tensões. A magnitude da tensão principal maior (σ_1) pode ser estimada pela Equação G.2, pelo fato da mesma corresponder à tensão vertical (σ_v). Considerando o peso específico (γ) da rocha igual a 0,027 MN/m³ e a profundidade igual 294,5 m, a tensão principal maior (σ_1) apresenta um valor igual a 7,95 MPa. No momento, observa-se que a profundidade em questão refere-se à profundidade dos realces analisados neste estudo.

A determinação da magnitude da tensão principal intermediária (σ_2) baseia-se em duas interpretações, já descritas. A primeira é o pequeno rejeito das falhas normais do último evento da ZCV, observado por Pinho (1990). Estes rejeitos sugerem que as tensões principais, maior (σ_1) e menor (σ_3), apresentem uma pequena diferença de magnitude. Ou seja, a razão entre as tensões principais, menor e maior, (σ_3/σ_1), representada pela letra k_h , supostamente, deve ser um valor inferior e próximo a 1. Desta forma a razão entre tensões principais intermediária e maior (σ_2/σ_1) representada pela letra k_H , deve ser próximo de 1 ou igual a 1, posto que, $k_h < k_H < 1$, e k_h é inferior e próximo a 1. Assim, assume-se uma igualdade entre as magnitudes das tensões principais maior (σ_1) e intermediária (σ_2). Logo a tensão principal intermediária assume um valor igual a 7,95 MPa.

A magnitude da tensão principal menor (σ_3) pode ser estimada considerando dois aspectos, já descritos. O primeiro aspecto refere-se ao valor de k_h ser próximo de 1, o que implica que as tensões principais, intermediária (σ_2) e menor (σ_3), apresentem valores próximos também. O segundo aspecto é a relação sugerida entre as tensões horizontais, quando inexistem *breakouts* nos furos verticais. Em alusão ao trabalho de Lee & Haimson (2006), a razão (σ_H/σ_h) varia entre 1,4 e 2,5, aproximadamente, onde σ_H corresponde à σ_2 e σ_h corresponde à σ_3 . Visto que, as referidas tensões devem ser próximas, assume-se o menor valor para a razão (σ_2/σ_3), ou seja, 1,4. A partir deste valor, a magnitude da tensão principal menor (σ_3) é estimada, como sendo igual a 5,57 MPa, por meio da seguinte equação:

$$\sigma_3 = 0,7\sigma_2 \quad (G.3)$$

Portanto, o estado de tensões *in situ* assumido para a Mina Vazante, para uma profundidade de 294,5 m e peso específico igual a 0,027 MN/m³, corresponde àquele descrito na Figura G.9 e na Tabela G.5.

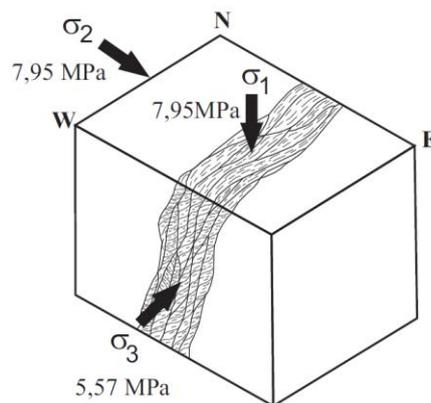


Figura G.9 – Estado de tensões *in situ* sugerido para a região da Mina Vazante.

Tabela G.5 – Orientação das tensões principais *in situ* na mina Vazante.

Atitudes	Tensões Principais		
	σ_1	σ_2	σ_3
Azimute	-	315°	225°
Inclinação	90°	0°	0°

APÊNDICE H – PROCESSO DE DETONAÇÃO E O EFEITO SOBRE AS ENCAIXANTES

Este apêndice apresenta, de forma sucinta, alguns dos principais mecanismos de fragmentação de rocha, presentes no processo de detonação de uma carga explosiva. O objetivo é permitir uma compreensão superficial do processo de detonação e de seus efeitos sobre os parâmetros de resistência e deformabilidade das rochas encaixantes. Para tanto, descrevem-se os mecanismos de ruptura de rocha e o efeito da detonação sobre as rochas encaixantes.

H.1 – MECANISMO DE RUPTURA DE ROCHA

A ação da detonação de uma carga explosiva sobre uma rocha caracteriza-se por duas fases. Uma primeira fase, onde um forte impacto é produzido por uma onda de choque, associada a uma energia de deformação. E uma segunda fase, onde os gases, produzidos pela detonação, impõem condições de altas pressões e temperaturas sobre a rocha (Jimeno *et al.*, 1995).

Estas duas fases compõem-se de diferentes mecanismos de ruptura responsáveis por fragmentar a rocha. Dentre estes diferentes mecanismos, citam-se quatro: a trituração da rocha; o faturamento radial; a reflexão da onda de choque; e a extensão e propagação das fendas radiais pela ação dos gases (Jimeno *et al.*, 1995; Silva, 1998). Estes mecanismos, de forma resumida, estão apresentados nos quatro parágrafos, a seguir.

Em um primeiro momento da detonação, a pressão da frente da onda de choque expande-se de forma cilíndrica e promove a trituração da rocha (Figura H.1). A trituração da rocha ocorre, porque a pressão em questão supera a resistência dinâmica à compressão da rocha, o que provoca a destruição da estrutura intercrystalina e intergranular da rocha (Jimeno *et al.*, 1995).

Durante a propagação da onda de choque, a rocha circundante ao furo é submetida a uma intensa compressão radial, que induz componentes de tração nos planos tangenciais à frente da onda de choque (Figura H.2). Quando as tensões superam a resistência dinâmica à tração da rocha, inicia-se a formação de uma zona densa de fraturas radiais, no entorno da zona triturada que circunscreve o furo (Jimeno *et al.*, 1995; Silva, 1998).

Quando a onda de choque alcança uma superfície livre, a mesma reflete-se (Figura H.3). Esta onda de choque, ao refletir-se, gera duas ondas, uma onda de tração e outra onda de

cisalhamento. Ambas as ondas, de tração e de cisalhamento, podem estender as fissuras pré-existentes (Jimeno *et al.*, 1995; Silva, 1998).

Durante e após a formação das fendas radiais, por meio das componentes de tração, os gases expandem-se e penetram nas fraturas, prolongando-as (Figura H.4). O número de fendas e o comprimento dependem da pressão dos gases e do escape prematuro dos mesmos, por meio da presença de planos de fraqueza na face livre (Jimeno *et al.*, 1995; Silva, 1998).

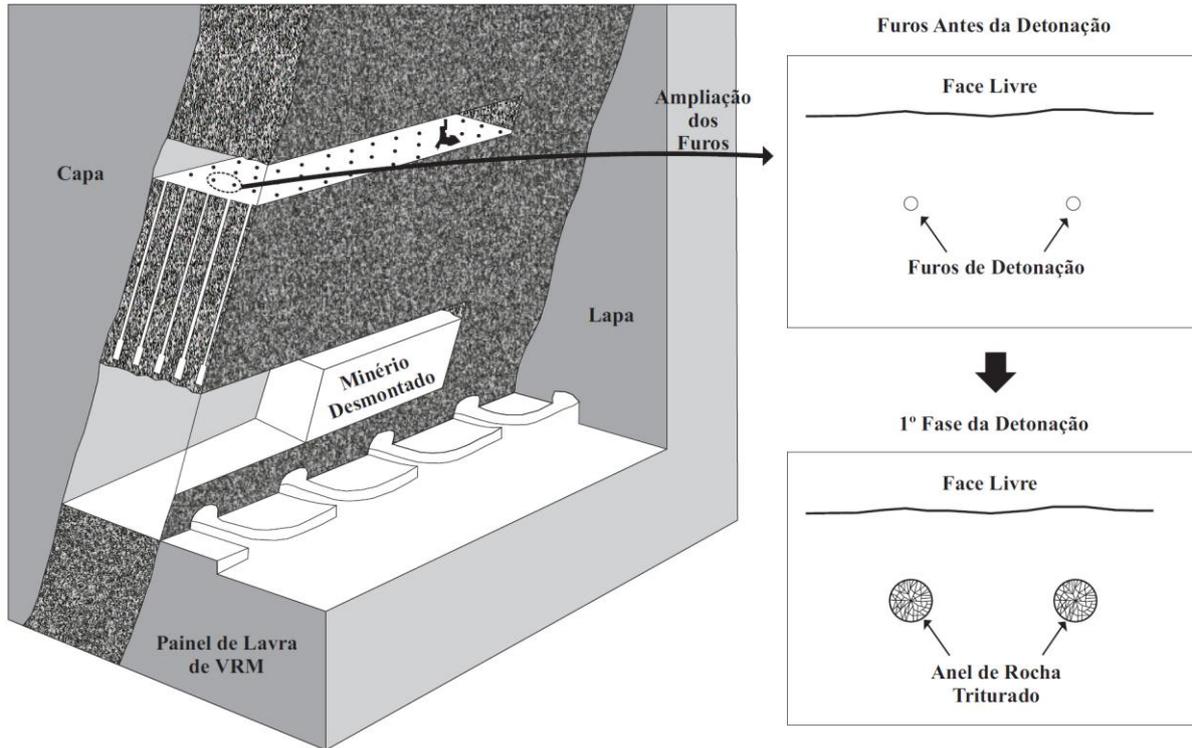


Figura H.1 – Trituração da rocha (modificado de Atlas Copco, 1986; Silva, 1998).

Fraturamento Radial

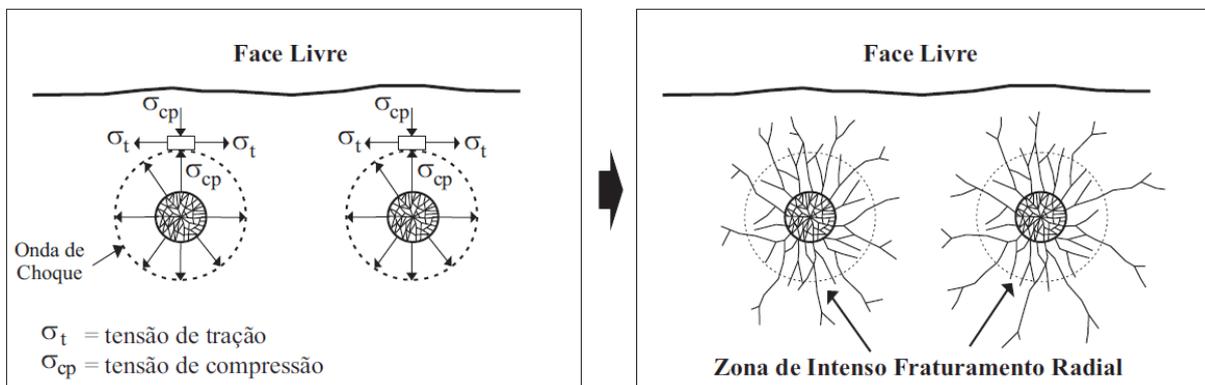


Figura H.2 – Componentes de tração (modificado de Jimeno *et al.*, 1995; Silva, 1998).

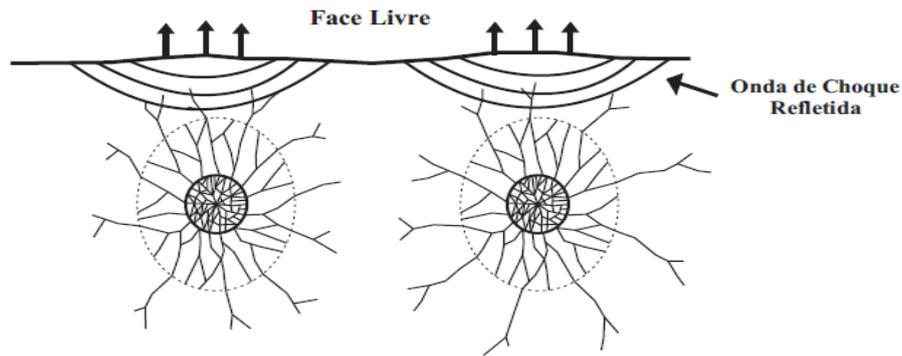


Figura H.3 – Reflexão da onda de choque (modificado de Silva, 1998).

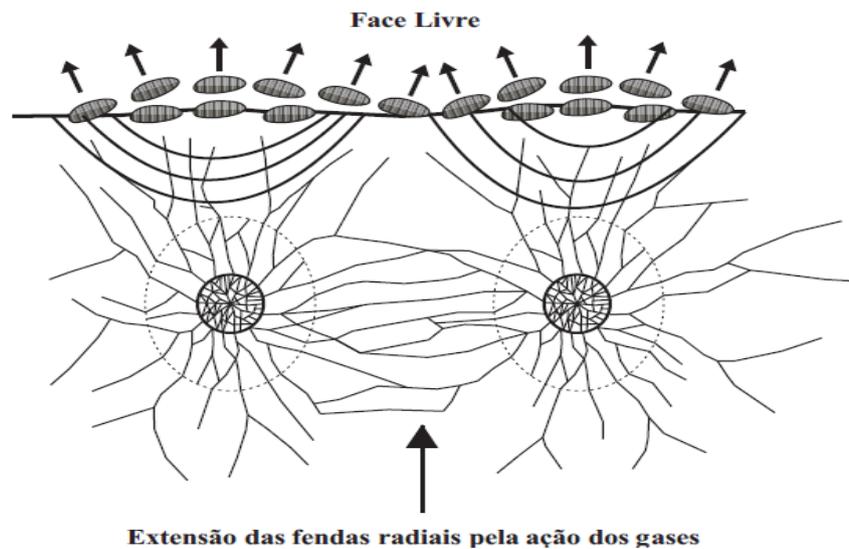


Figura H.4 – Expansão das fendas radiais pela ação dos gases (modificado de Silva, 1998).

H.2 – EFEITO DA DETONAÇÃO SOBRE AS ROCHAS ENCAIXANTES

Parte da energia de detonação da carga explosiva, que não é usada no processo de fragmentação e lançamento da massa rochosa, é transmitida às rochas encaixantes. Esta energia transmitida é responsável por deteriorar as propriedades dos maciços rochosos. A deterioração resulta do fato que novas fraturas e planos de fraqueza são criados, e juntas e planos de acamamento que, inicialmente, não eram críticos, quando abertos resultam em uma redução global da coesão do maciço rochoso. Como consequência, aumenta-se a diluição não planejada de minério (Jimeno *et al.*, 1995).

No caso da Mina Vazante, supõe-se que a deterioração do maciço, por meio da criação de novas fraturas e planos de fraqueza, seja potencializada pelas estruturas das brechas

dolomíticas. A suposição em questão decorre de uma analogia ao comportamento do minério de cobre, da Mina El Teniente, no Chile, ante a ação de detonação de uma carga explosiva. Esta analogia é motivada por uma suposta similaridade entre a brecha dolomítica e o referido minério de cobre, no que tange ao comportamento e às estruturas. Estas similaridades estão descritas nos próximos dois parágrafos.

O minério de cobre primário, da Mina El Teniente, é uma rocha muito competente e exibe um comportamento frágil, assim como as brechas dolomíticas. A estrutura do minério de cobre caracteriza-se por uma frequência muito alta de veios de pequenas escalas, denominados *stockworks*. Estes veios surgem do preenchimento das muitas fraturas pelos fluidos hidrotermais, e caracterizam-se por uma resistência à tração considerada intermediária a alta (Brzovic & Villaescusa, 2007). De forma similar, as brechas dolomíticas apresentam muitas fraturas preenchidas por fluidos hidrotermais. Decorre das considerações anteriores, uma semelhança entre as estruturas do minério de cobre, da Mina El Teniente, e das brechas dolomíticas, da Mina Vazante, a qual pode ser verificada na Figura H.5.

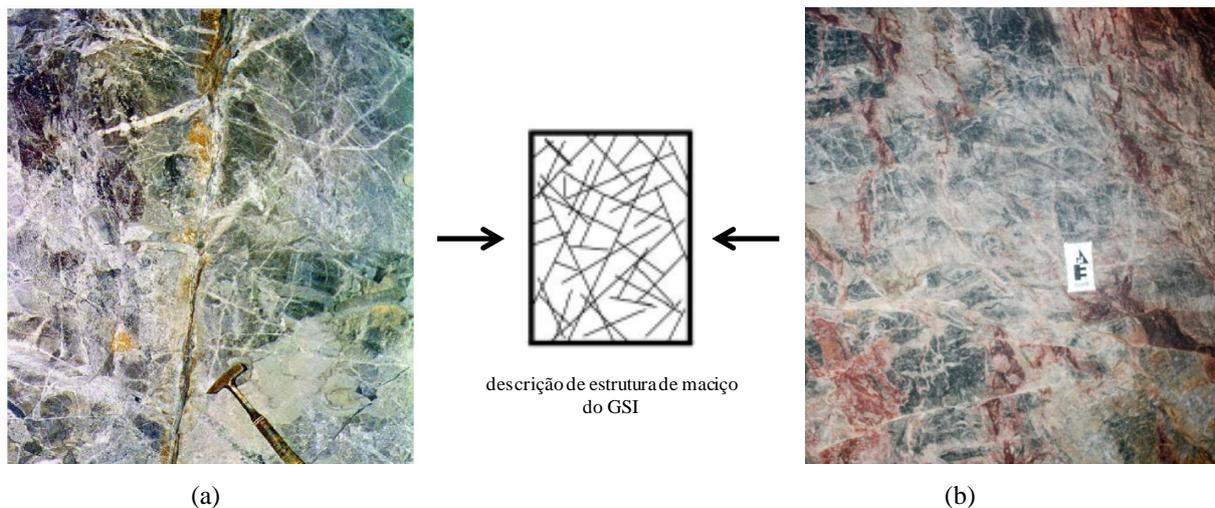


Figura H.5 – Estrutura do minério de cobre (a) e da brecha dolomítica (b).

Na Mina de El Teniente, o método de lavra subterrânea empregado é o abatimento por bloco (*block caving*). Neste método de lavra, o desmonte de rocha realiza-se em dois momentos, conforme observado por Hamrin (2001). Inicia-se com a detonação da carga explosiva, que impõem um solapamento do bloco de minério, bem como, induz um fraturamento no maciço (Figura H.6). E em um segundo momento, as fraturas propagam-se ao longo do maciço rochoso, condicionadas por forças gravitacionais (Figura H.6). A propagação destas fraturas

impõe uma condição de colapso contínuo ao maciço rochoso. Na Mina de El Teniente, o estudo sobre o comportamento do minério de cobre demonstra que as fraturas induzidas pela detonação iniciam e se propagam, principalmente, através dos *stockworks* (Brzovic & Villaescusa, 2007).

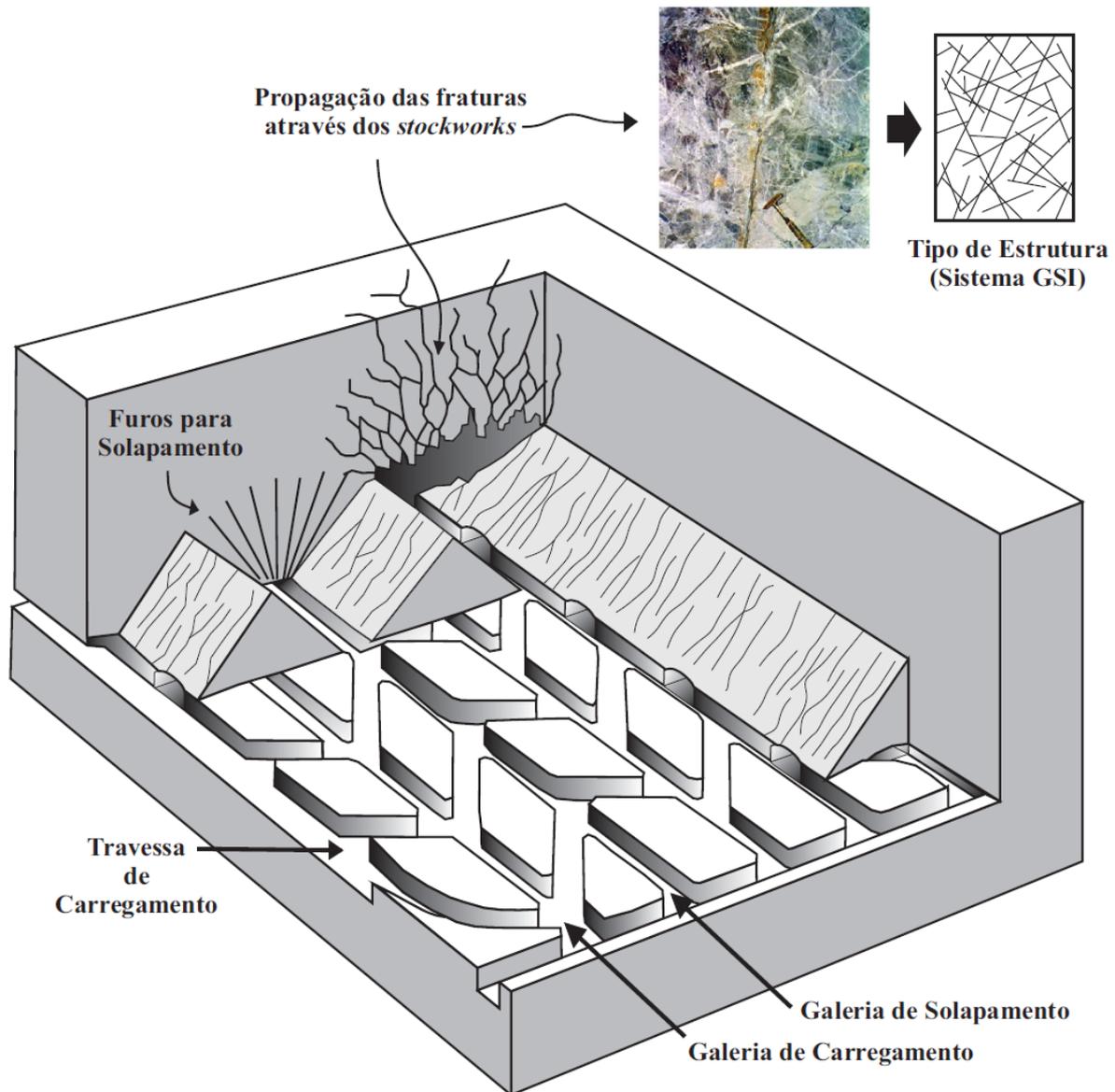


Figura H.6 – Desmonte de rocha do método de lavra subterrânea abatimento por bloco (modificado de Hamrin, 2001).

Em face às similaridades entre as brechas dolomíticas da Mina Vazante e o minério de cobre da Mina El Teniente, sugere-se uma analogia de comportamento entre as mesmas, ante as ações da energia de detonação de uma carga explosiva. Logo, assim como os *stockworks*, sugere-se que as estruturas das brechas dolomíticas potencializem a propagação de novas

fraturas, em decorrência da detonação de uma carga explosiva (Figura H.7). Cabe ressaltar que a inclinação dos realces, a princípio, influenciaria a condição de propagação das fraturas nas brechas dolomíticas. Por conseguinte, interpreta-se que o desmonte de rochas desempenhe um papel importante, no que tange à diluição não planejada de minério na Mina Vazante.

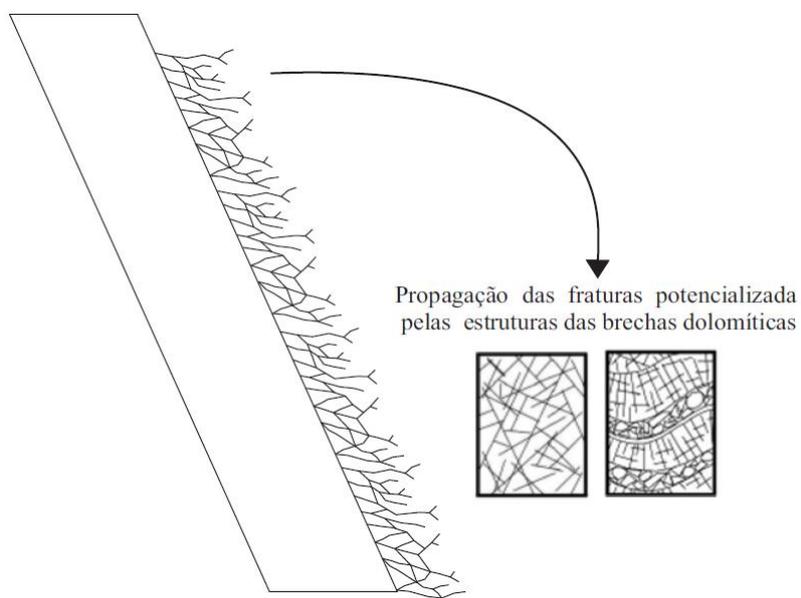


Figura H.7 – Propagação de novas fraturas na capa do realce.

APÊNDICE I – EFEITO DA DETONAÇÃO E A ESTIMATIVA DO PARÂMETRO D

Tabela I.1 – Guia para estimar o parâmetro D (modificado de Heok *et al.*, 2002).

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

APÊNDICE J – REALCE PLANEJADO E REALCE EXECUTADO

Este apêndice tem como finalidade apresentar uma análise comparativa, entre os limites do realce planejado e executado, para os blocos 9100, 9060 A, 9060 B e 9140. A partir destas análises, estimam-se os valores do parâmetro D para os respectivos realces escavados.

Antes de apresentar as referidas análises, explica-se como são obtidos os limites dos realces planejado e executado. Os limites do realce planejado, como o próprio nome explica, são definidos na fase de planejamento de mina, em função dos limites do corpo de minério e de aspectos operacionais. Enquanto que os limites do realce executado correspondem aos limites reais da escavação. Estes limites reais são obtidos por meio de um escâner a laser, denominado por sistema de monitoramento de cavidades (SMC).

O sistema de monitoramento de cavidades, do inglês *cavity monitoring system* (CMS), é um equipamento que utiliza feixes de laser para mapear as superfícies de uma cavidade, com aceitável acurácia. Por meio deste mapeamento, é possível determinar a forma, o volume e os limites reais da escavação de um realce de mina (Zhou-quan *et al.*, 2008).

Desta maneira, é possível obter e confrontar os limites planejado e executado, para cada realce de mina (Figura J.1). Em uma condição ideal os referidos limites são coincidentes, o que implica em baixa, ou nenhuma, diluição não planejada de minério. Entretanto, na realidade, é comum haver discrepâncias entre as geometrias planejada e executada. Posto isto, no próximo item, explica-se como o parâmetro D foi estimado, a partir de análises comparativas entre os limites do realce planejado e executado.

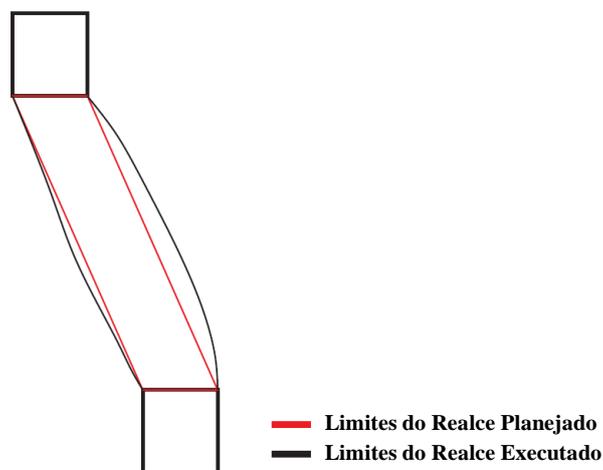


Figura J.1 – Limites do realce planejado e executado.

J.1 – LIMITES PLANEJADO E EXECUTADO DE REALCES E O PARÂMETRO D

Estima-se o parâmetro D, observando os limites de lapa (FW) planejado e executado de cada realce. Na Mina Vazante, a princípio, estes limites devem ser coincidentes, assemelhando-se à ilustração esquemática da Figura J.2. Esta coincidência deve-se ao fato que, a diluição não planejada de minério está associada à deslocamentos da capa (HW), conforme Couto (2012).

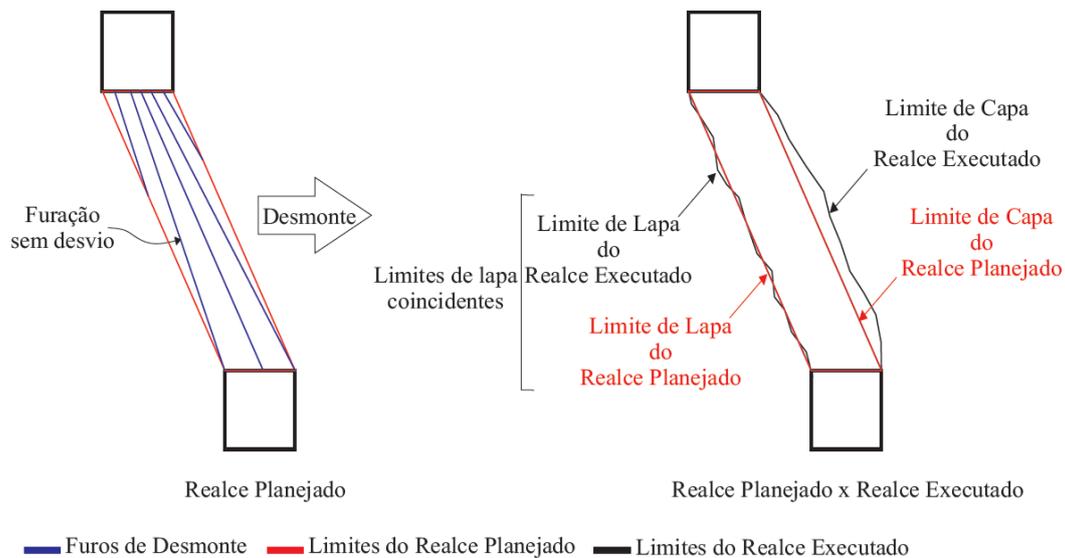


Figura J.2 – Limites da lapa de realce coincidentes.

Entretanto, desvios de furação podem impor uma condição de subescavação, aos limites de lapa (FW) do realce (Figura J.3), o que resulta em limites planejado e executado distintos. Os desvios de furação da lapa (FW) podem indicar, também, desvios de furação na capa (HW). Estes desvios, por sua vez, implicariam em condições de sobre-escavação no maciço da capa (HW), conforme ilustrado na Figura J.3. E como já observado no Capítulo 5, desvios de furação, quando ultrapassam os limites do corpo de minério, potencializam o efeito da detonação sobre o maciço rochoso, por conseguinte afetam o valor do parâmetro D.

Com base na interpretação anterior, assume-se que, condições de subescavação na lapa (FW) indicam um desvio de furação na capa (HW). Assim, a partir das condições de subescavação verificadas na lapa (FW) do realce, estimam-se a extensão da zona do maciço rochoso afetada pela detonação e o valor do efeito da detonação (D).

Para as estimativas da extensão da zona do maciço rochoso afetada pela detonação, além da condição de subescavação da lapa (FW), a seguinte consideração foi observada. Hoek *et al.*

(2002) observou que em túneis, a profundidade da zona afetada pela detonação pode chegar até 3 m, quando D assume um valor igual a 0,8, conforme descrito no Apêndice I. Quando se comparam as taxas de extração entre escavações em túneis e em realces (Figura J.4) é possível evidenciar uma elevada diferença entre estes valores. Logo, é possível que, no desmorte de produção, haja uma maior energia transmitida ao maciço rochoso das encaixantes comparado ao desmorte em túneis. Por conseguinte, para o desmorte de produção, a relação, entre qualidade do desmorte e profundidade da zona afetada pela detonação, pode ser superior àquela sugerida no Apêndice I, para a escavação em túneis.

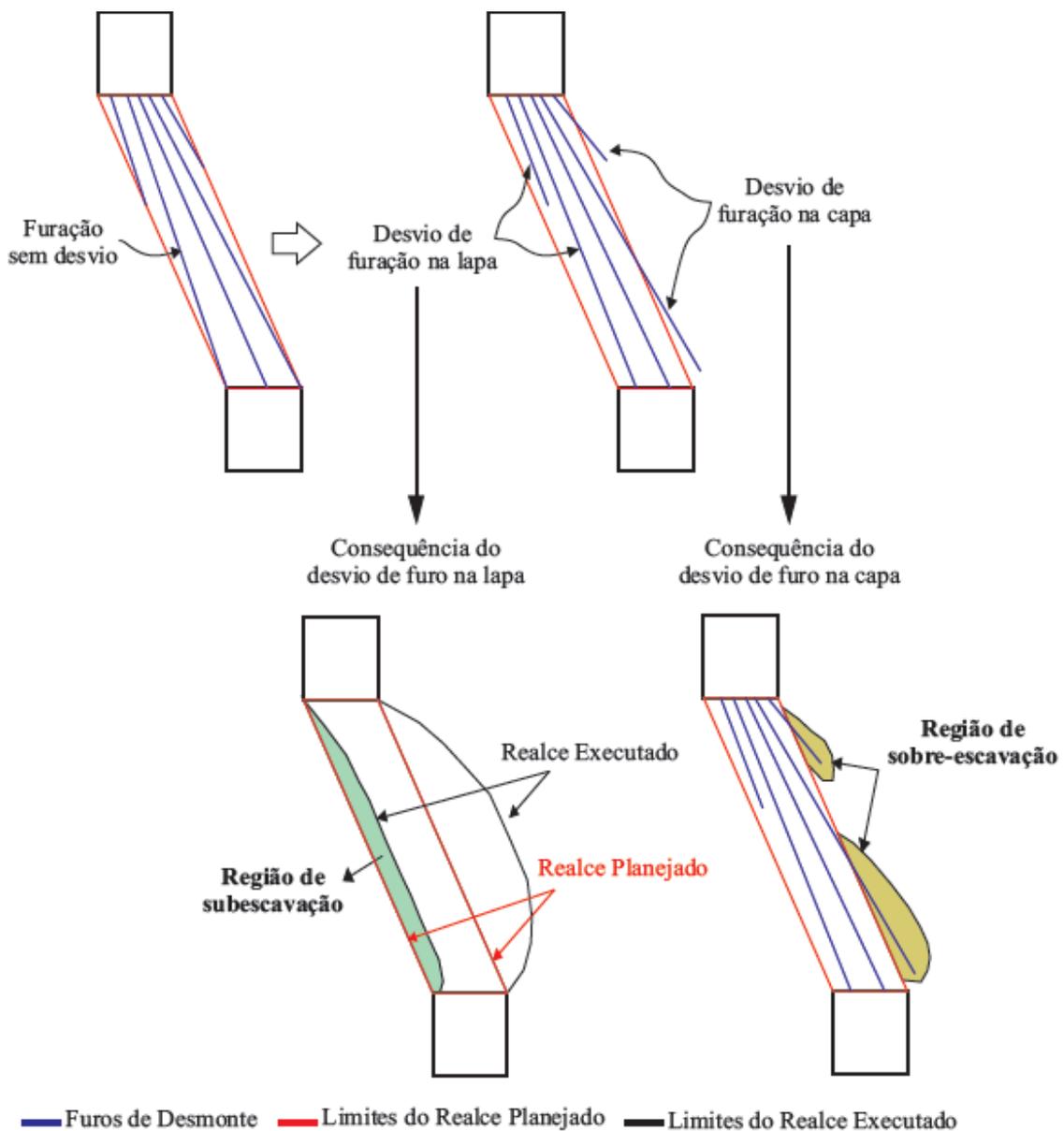


Figura J.3 – Efeitos do desvio de furação na capa e na lapa do realce.

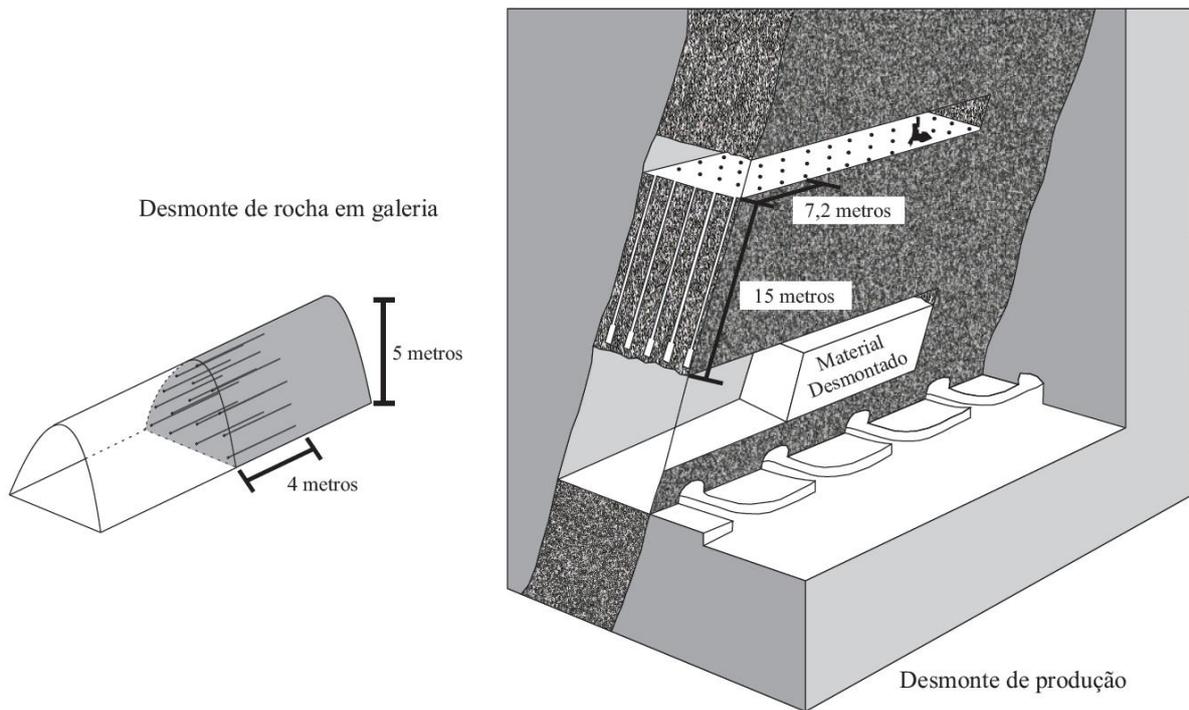


Figura J.4 – taxa de avanço do desmonte em túneis e em realces.

Feitas as considerações anteriores, estima-se na Tabela J.1 uma correlação entre a condição de subescavação da lapa (FW), a extensão da zona do maciço afetada pela detonação e o valor do efeito da detonação (D). Embora reconheça-se a subjetividade presente nos valores descritos na tabela em questão, observa-se neste momento que uma determinação confiável das correlações propostas, implica em um trabalho específico sobre o efeito da detonação nas rochas encaixantes dos realces de mina, o que não foi possível realizar no âmbito desta tese.

Com base nestas correlações apresenta-se no próximo item as estimativas de extensão de zona afetada e efeito da detonação (D) para os realces de mina 9060 A, 9060 B, 9100 e 9140.

Tabela J.1 - Correlação entre condição de subescavação, extensão de zona afetada e efeito de detonação (D)

Extensão da Subescavação na Lapa (FW)	Lapa (FW)		Capa (HW)	
	Extensão da Zona Afetada (m)	Efeito da Detonação (D)	Extensão da Zona Afetada (m)	Efeito da Detonação (D)
> 1 m	1,25	0,1	5	0,8
0,5 a 1 m	1,25 ⁽¹⁾	0,1 ⁽¹⁾	3,75	0,5
0,5 m <	2,5	0,2	2,5	0,2

⁽¹⁾ Os valores atribuídos à extensão da zona afetada e ao efeito de detonação no caso de subescavação entre 0,5 e 1 m são assumidos como iguais àqueles para subescavação maior que 1 m, para o caso da parede de lapa (FW).

J.2 – PARÂMETRO D E A EXTENSÃO DA ZONA AFETADA EM CADA REALCE

As seções típicas dos realces 9060 A, 9060 B, 9100 e 9140 são apresentadas na Figura J.5. A partir da análise comparativa entre os limites dos realces, planejado e executado, e com base nas correlações descritas na Tabela J.1, estimam-se o valor do parâmetro D e a extensão da zona afetada para cada realce, conforme descrito na Figura J.6 e na Tabela J.2.

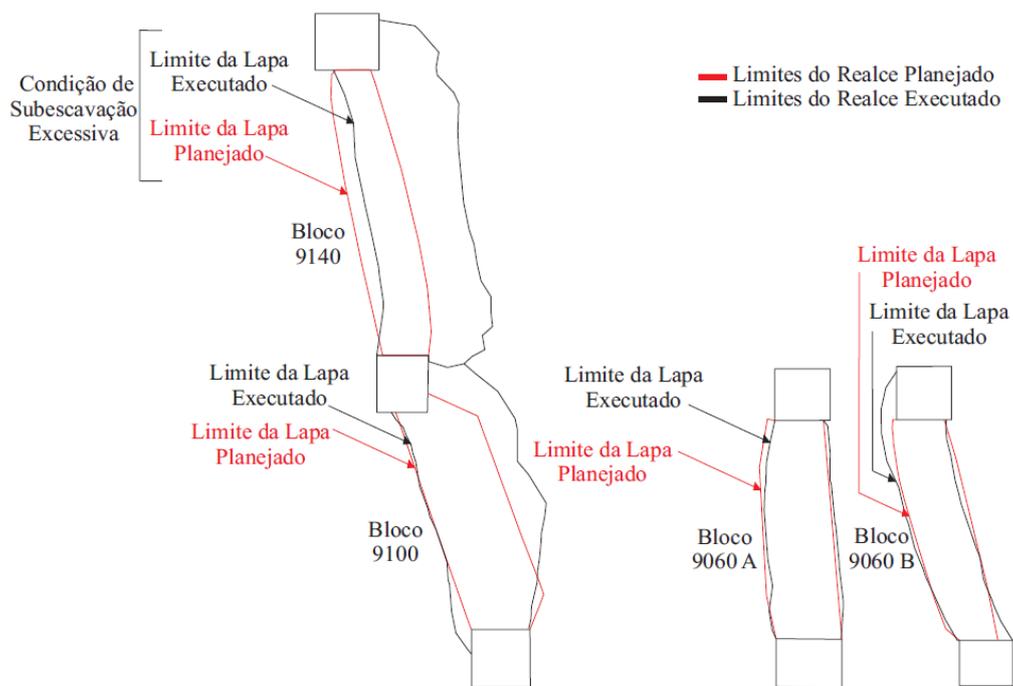


Figura J.5 – Seções típicas dos realces analisados.

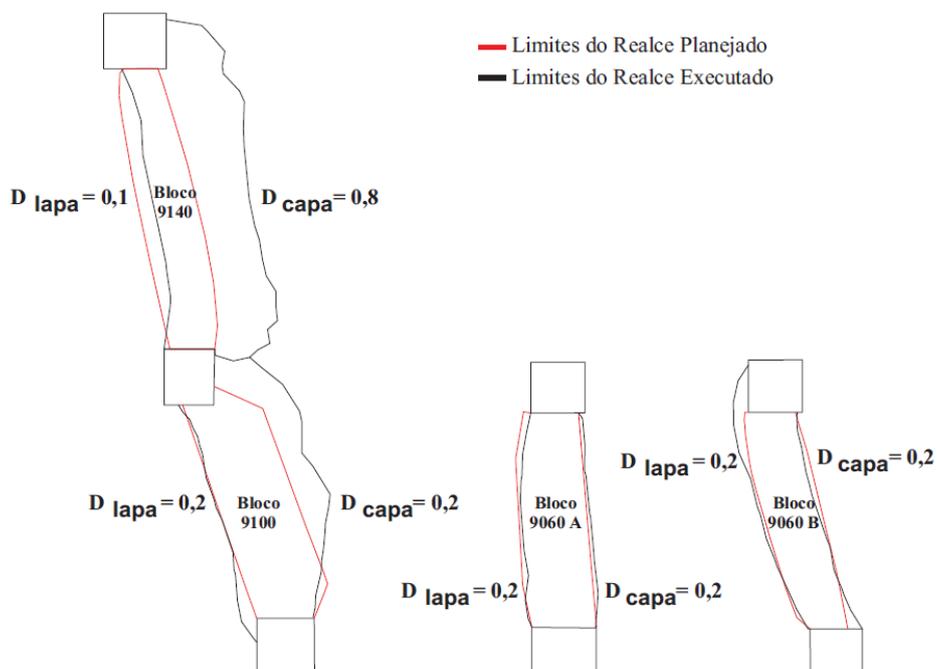


Figura J.6 – Valores do parâmetro D atribuídos aos realces analisados.

Tabela J.2 - Extensão da zona afetada e valor do efeito de detonação (D) para os realces 9060 A, 9060 B, 9100 e 9140.

Realce	Lapa (FW)		Capa (HW)	
	Extensão da Zona Afetada (m)	Efeito da Detonação (D)	Extensão da Zona Afetada (m)	Efeito da Detonação (D)
9060 A	2,5	0,2	2,5	0,2
9060 B	2,5	0,2	2,5	0,2
9100	2,5	0,2	2,5	0,2
9140	1,25	0,1	5	0,8

No momento, ressaltam-se duas considerações a respeito da determinação do parâmetro D e da extensão da zona afetada. A primeira refere-se às seções dos realces descritas nas Figuras J.5 e J.6. Estas seções são assumidas como típicas para os respectivos realces. Esta simplificação permite considerar os valores de D e da extensão da zona afetada como constantes, ao longo da escavação de cada realce.

A segunda consideração refere-se ao controle da influência de detonação sobre maciço rochoso. Operacionalmente, deve-se efetuar o controle de furação e de vibração da detonação dos explosivos. A partir deste controle deve-se desenvolver um estudo, que permita correlacionar o valor do parâmetro D e a extensão da zona afetada com o controle de furação e de vibração da detonação. Assim, com base neste estudo poder-se-á estimar, com certa acurácia, a extensão da zona afetada e o valor do efeito de detonação (D) em função da qualidade do desmonte efetuado na produção.

Portanto, a análise comparativa entre os limites do realce planejado e executado deve ser utilizada como forma de gerenciamento sobre a eficiência do desmonte de produção, e não para determinar os valores do parâmetro D e da extensão da zona afetada, como foi o caso neste estudo.

APÊNDICE K – CORRELAÇÃO ENTRE OS SISTEMAS DE CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA DE MACIÇOS ROCHOSOS

Este apêndice tem como finalidade apresentar as correlações entre os sistemas de classificação Vazante, RMR e Q. Estas correlações serão apresentadas, inicialmente, de forma separada para os dolomitos, as brechas dolomíticas e as brechas willemíticas. Ao final, apresenta-se um resumo geral das correlações. A família de descontinuidade considerada como aquela mais desfavorável, para as três litologias, é a família NE, pois apresenta forte mergulho e posiciona-se paralela à direção dos realces e galerias. Estas correlações foram desenvolvidas em conjunto com Couto (2012).

K.1 – DOLOMITOS CINZA E ROSA

Tabela K.1 – Correlação para a classe II-A dos dolomitos.

Sistema de Classificação Vazante		Sistema de Classificação RMR				Sistema de Classificação Q		
Parâmetro	Avaliação/Valor	Parâmetro	Avaliação/Valor	Faixa de Valores	Índice	Parâmetro	Avaliação/Valor	Índice
Alteração	A2	σ_{ci} (MPa)	114 (mínimo)	100-250	12	RQD (%)	80 (moda)	80
Recuperação	> 95	RQD (%)	70 a 80	80 (moda)	17	J_n	3 famílias + 1 aleatória	12
RQD (%)	> 60							
Grau de Fraturamento	F2-F3	Espaçamento da Descontinuidade (cm)	6 a 20	6 a 20	8	J_r	plana e irregular	1,5
Fragmentação dos Blocos	m^3	Condição da Descontinuidade	<i>persistência</i>	<i>3 a 10 m</i>	2	J_a	levemente alterada	2
			<i>separação</i>	<i>< 0,1mm</i>	5			
			<i>rugosidade</i>	<i>levemente rugosa</i>	3			
			<i>preenchimento</i>	<i>nenhum</i>	6			
			<i>alteração</i>	<i>levemente alterada</i>	5			
			Subtotal da Condição de Descontinuidades		21			
Presença de Fendas	não ocorre	Água Subterrânea	úmido		10	J_w	Fluxo de água pequeno menor que 5 l/min.	1
Padrão Estrutural	laje	Orientação da Descontinuidade	muito desfavorável		-12	SRF	$\frac{\sigma_{ci}}{\sigma_1} = 200 a 10$	1
					Índice Global	56	Índice Global	
					56	5		
Classe	II-A	Faixa 41 - 60	Classe III	Maciço Razoável		Faixa 4 - 10	Maciço Razoável	

Tabela K.2 – Correlação para a classe III-A dos dolomitos.

Sistema de Classificação Vazante		Sistema de Classificação RMR				Sistema de Classificação Q		
Parâmetro	Avaliação/ Valor	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Faixa de Valores	Índice	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Índice
Alteração	A2-A3	σ_{ci} (MPa)	114 (mínimo)	100-250	12	RQD (%)	60 a 70 (moda)	70
Recuperação	90 a 95	RQD (%)	60	50 a 75	13	Jn	3 famílias	12
RQD (%)	50 a 75						+ 1 aleatória	
Grau de Fratramento	F3	Espaçamento da Descontinuidade (cm)	6 a 20	6 a 20	8	Jr	plana e irregular	1,5
Fragmentação dos Blocos	dm ³ a m ³	Condição da Descontinuidade	persistência	3 a 10 m	2	Ja	levemente alterada	2
			separação	< 0,1mm	5			
			rugosidade	levemente rugosa	3			
			preenchimento	nenhum	6			
			alteração	levemente alterada	5			
			Subtotal da Condição de Descontinuidades		21			
Presença de Fendas	não ocorre	Água Subterrânea	úmido		10	Jw	Fluxo de água pequeno menor que 5 l/min.	1
Padrão Estrutural	laje	Orientação da Descontinuidade	muito desfavorável		-12	SRF	$\frac{\sigma_{ci}}{\sigma_1} = 200$ a 10	1
		Índice Global			52	Índice Global		4,38
Classe	III-A	Faixa 41 - 60	Classe III	Maciço Razoável		Faixa 4 - 10	Maciço Razoável	

Tabela K.3 – Correlação para a Classe IV-A dos dolomitos.

Sistema de Classificação Vazante		Sistema de Classificação RMR				Sistema de Classificação Q		
Parâmetro	Avaliação/ Valor	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Faixa de Valores	Índice	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Índice
Alteração	A3	σ_{ci} (MPa)	114 (mínimo)	100-250	12	RQD (%)	25 a 50 (moda)	50
Recuperação	> 90	RQD (%)	25 a 50 (moda)	25 a 50	8	Jn	3 famílias + 1 aleatória	12
Grau de Fraturamento	F3-F4	Espaçamento da Descontinuidade (cm)	6 a 20	6 a 20	8	Jr	plana e irregular	1,5
Fragmentação dos Blocos	cm ³ a dm ³	Condição da Descontinuidade	persistência	3 a 10 m	2	Ja	levemente alterada	2
			separação	< 0,1mm	5			
			rugosidade	levemente rugosa	3			
			preenchimento	nenhum	6			
			alteração	moderada-mente alterada	3			
Subtotal da Condição de Descontinuidades					19			
Presença de Fendas	espessura de cm a dm	Água Subterrânea	úmido		10	Jw	Fluxo de água pequeno menor que 5 l/min.	1
Padrão Estrutural	-	Orientação da Descontinuidade	muito desfavorável		-12	SRF	$\frac{\sigma_{ci}}{\sigma_1} = 200$ a 10	1
		Índice Global			45	Índice Global		3,125
Classe	IV-A	Faixa 41 - 60	Classe III	Maciço Razoável		Faixa 1 - 4	Maciço Pobre	

Tabela K.4 – Correlação para a classe IV-B dos dolomitos.

Sistema de Classificação Vazante		Sistema de Classificação RMR				Sistema de Classificação Q			
Parâmetro	Avaliação/ Valor	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Faixa de Valores	Índice	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Índice	
Alteração	A3-A4	σ_{ci} (MPa)	70 (inferido)	50-100	7	RQD (%)	25 a 50 (moda)	35	
Recuperação	75 a 95	RQD (%)	25 a 50 (moda)	25 a 50	8	Jn	3 famílias + 1 aleatória	12	
Grau de Fraturamento	F3-F4	Espaçamento da Descontinuidade (cm)	6 a 20	6 a 20	8	Jr	zona com material argiloso, evitando contato rocha-rocha	1,0	
Fragmentação dos Blocos	cm ³ a dm ³	Condição da Descontinuidade	preenchimento argiloso com espessura variando entre 1 a 5 mm		10	Ja	Preenchimento com mineral argiloso, cuja espessura é < 5 mm	8	
Presença de Fendas	espessura de cm a dm	Água Subterrânea	úmido		10	Jw	Fluxo de água pequeno menor que 5 l/min.	1	
Padrão Estrutural	-	Orientação da Descontinuidade	muito desfavorável		-12	SRF	$\frac{\sigma_{ci}}{\sigma_1} = 200$ a 10	1	
		Índice Global				31	Índice Global		0,365
Classe	IV-B	Faixa 21 - 40	Classe IV	Maciço Pobre		Faixa 0,1 - 1	Maciço Muito Pobre		

Tabela K.5 – Correlação para a classe V dos dolomitos.

Sistema de Classificação Vazante		Sistema de Classificação RMR				Sistema de Classificação Q		
Parâmetro	Avaliação/Valor	Parâmetro	Avaliação/Valor	Faixa de Valores	Índice	Parâmetro	Avaliação/Valor	Índice
Alteração	A3-A4	σ_{ci} (MPa)	70 (inferido)	50 - 100	7	RQD (%)	20 (arbitrado)	20
Recuperação	50 a 75	RQD	20	< 25	3	J _n	3 famílias +	12
RQD (%)	< 25	(%)	(arbitrado)				1 aleatória	
Grau de Fraturamento	F4	Espaçamento da Descontinuidade (cm)	6 a 20 < 6	6 a 20	8 5	J _r	zona com material argiloso, evitando contato rocha-rocha	1,0
Fragmentação dos Blocos	cm ³ a dm ³	Condição da Descontinuidade	<i>Separação de junta maior que 5mm</i>		0	J _a	zonas ou bandas de rochas fragmentadas ou desintegradas e argila	8
Presença de Fendas	espessura de dm a m	Água Subterrânea	úmido		10	J _w	Fluxo de água pequeno menor que 5 l/min.	1
Padrão Estrutural	-	Orientação da Descontinuidade	muito desfavorável		-12	SRF	zonas de fraqueza interceptando a escavação a mais de 50 m de profundidade - argila e rocha desintegrada	2,5 ou 10
					16 ou 13			Índice Global 0,08 ou 0,02
Classe	V	Faixa < 20	Classe V	Maciço Muito Pobre		Faixa 0,01 – 0,1	Maciço Extremamente Pobre	

K.2 – BRECHAS DOLOMÍTICAS

Tabela K.6 – Correlação para a classe II-B das brechas dolomíticas.

Sistema de Classificação Vazante		Sistema de Classificação RMR				Sistema de Classificação Q		
Parâmetro	Avaliação/ Valor	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Faixa de Valores	Índice	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Índice
Alteração	A2	σ_{ci} (MPa)	108 (moda mínima)	100-250	12	RQD (%)	80 (moda)	80
Recuperação	> 95	RQD (%)	70 a 80	50 a 75	13 ou 17	J _n	4 famílias	15
RQD (%)	> 60			ou 75 a 90			+	
Grau de Fraturamento	F2-F3	Espaçamento da Descontinuidade (cm)	6 a 20	6 a 20	8	J _r	plana e lisa	1,0
Fragmentação dos Blocos	m ³	Condição da Descontinuidade	preenchimento com espessura < 5 mm		10	J _a	cobertura com argilo minerais de baixo coeficiente de atrito ou mole	4
Presença de Fendas	não ocorre	Água Subterrânea	úmido		10	J _w	Fluxo de água pequeno menor que 5 l/min.	1
Padrão Estrutural	cunha	Orientação da Descontinuidade	muito desfavorável		-12	SRF	$\frac{\sigma_{ci}}{\sigma_1} = 200 a 10$	1
		Índice Global			41 ou 45	Índice Global		1,33
Classe	II-B	Faixa 41 - 60	Classe III	Maciço Razoável		Faixa 1 - 4	Maciço Pobre	

Tabela K.7 – Correlação para a classe III-B das brechas dolomíticas.

Sistema de Classificação Vazante		Sistema de Classificação RMR				Sistema de Classificação Q		
Parâmetro	Avaliação/ Valor	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Faixa de Valores	Índice	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Índice
Alteração	A2-A3	σ_{ci} (MPa)	108 (moda mínima)	100-250	12	RQD (%)	60 a 70 (moda)	63
Recuperação	90 a 95	RQD (%)	60 a 70 (moda)	50 a 75	13	J _n	4 famílias + 1 aleatória	15
Grau de Fraturamento	F3	Espaçamento da Descontinuidade (cm)	6 a 20	6 a 20	8	J _r	plana e lisa	1,0
Fragmentação dos Blocos	dm ³ a m ³	Condição da Descontinuidade	preenchimento com espessura < 5 mm		10	J _a	cobertura com argilo minerais de baixo coeficiente de atrito ou mole	4
Presença de Fendas	não ocorre	Água Subterrânea	úmido		10	J _w	Fluxo de água pequeno menor que 5 l/min.	1
Padrão Estrutural	cunha	Orientação da Descontinuidade	muito desfavorável		-12	SRF	$\frac{\sigma_{ci}}{\sigma_1} = 200 a 10$	1
		Índice Global			41	Índice Global		1,1
Classe	III-B	Faixa 41 - 60	Classe III	Maciço Razoável		Faixa 1 a 4	Maciço Pobre	

Tabela K.8 – Correlação para a classe IV-A das brechas dolomíticas.

Sistema de Classificação Vazante		Sistema de Classificação RMR				Sistema de Classificação Q		
Parâmetro	Avaliação/ Valor	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Faixa de Valores	Índice	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Índice
Alteração	A3	σ_{ci} (MPa)	108 (moda mínima)	100-250	12	RQD (%)	25 a 50 (moda)	50
Recuperação	> 90	RQD (%)	25 a 50 (moda)	25 a 50	8	J _n	4 famílias + 1 aleatória	15
Grau de Fraturamento	F3-F4	Espaçamento da Descontinuidade (cm)	6 a 20	6 a 20	8	J _r	plana e lisa	1,0
Fragmentação dos Blocos	cm ³ a dm ³	Condição da Descontinuidade	preenchimento com espessura < 5 mm		10	J _a	cobertura com argilo minerais de baixo coeficiente de atrito ou mole	4
Presença de Fendas	espessura de cm a dm	Água Subterrânea	úmido		10	J _w	Fluxo de água pequeno menor que 5 l/min.	1
Padrão Estrutural	-	Orientação da Descontinuidade	muito desfavorável		-12	SRF	$\frac{\sigma_{ci}}{\sigma_1} = 200 a 10$	1
		Índice Global			36	Índice Global		0,833
Classe	IV-A	Faixa 21 - 40	Classe IV	Maciço Pobre		Faixa 0,1 a 1	Maciço Muito Pobre	

Tabela K.9 – Correlação para a classe IV-B das brechas dolomíticas.

Sistema de Classificação Vazante		Sistema de Classificação RMR				Sistema de Classificação Q			
Parâmetro	Avaliação/ Valor	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Faixa de Valores	Índice	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Índice	
Alteração	A3-A4	σ_{ci} (MPa)	70 (inferido)	50-100	7	RQD (%)	25 a 50 (moda)	35	
Recuperação	75 a 95	RQD (%)	25 a 50 (moda)	25 a 50	8	J _n	4 famílias + 1 aleatória	15	
Grau de Fraturamento	F3-F4	Espaçamento da Descontinuidade (cm)	6 a 20	6 a 20	8	J _r	zona com material argiloso, evitando contato rocha-rocha	1,0	
Fragmentação dos Blocos	cm ³ a dm ³	Condição da Descontinuidade	<i>persistência</i> <i>separação</i> <i>rugosidade</i> <i>preenchimento</i> <i>alteração</i>	<i>10 a 20 m</i> <i>1 - 5mm</i> - <i>argila mole</i> <i>altamente alterada</i>	<i>1</i> <i>1</i> <i>2</i> <i>1</i>	J _a	Preenchimento com mineral argiloso, cuja espessura é < 5 mm	8	
Presença de Fendas	espessura de cm a dm	Água Subterrânea	úmido		10	J _w	Fluxo de água pequeno menor que 5 l/min.	1	
Padrão Estrutural	-	Orientação da Descontinuidade	muito desfavorável		-12	SRF	$\frac{\sigma_{ci}}{\sigma_1} = 200 a 10$	1	
		Índice Global				26	Índice Global		0,292
Classe	IV-B	Faixa 21 - 40	Classe IV	Maciço Pobre		Faixa 0,1 a 1	Maciço Muito Pobre		

Tabela K.10 – Correlação para a classe V das brechas dolomíticas.

Sistema de Classificação Vazante		Sistema de Classificação RMR				Sistema de Classificação Q			
Parâmetro	Avaliação/ Valor	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Faixa de Valores	Índice	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Índice	
Alteração	A3-A4	σ_{ci} (MPa)	70 (inferido)	50 - 100	7	RQD (%)	20 (arbitrado)	20	
Recuperação	50 a 75	RQD (%)	20 (arbitrado)	< 25	3	J _n	4 famílias	15	
RQD (%)	< 25						+		1 aleatória
Grau de Fraturamento	F4	Espaçamento da Descontinuidade (cm)	6 a 20	6 a 20	8	J _r	zona com material argiloso, evitando contato rocha-rocha	1,0	
Fragmentação dos Blocos	cm ³ a dm ³	Condição da Descontinuidade	<i>persistência</i>	<i>3 a 10 m</i>	2	J _a	zonas ou bandas de rochas fragmentadas ou desintegradas e argila	8	
			<i>separação</i>	<i>> 5mm</i>	0				
			<i>rugosidade</i>	-	-				
			<i>preenchimento</i>	<i>argila com blocos de rocha</i>	0				
			<i>alteração</i>	<i>material decomposto</i>	0				
		Subtotal da Condição de Descontinuidades			2				
Presença de Fendas	espessura de dm a m	Água Subterrânea	úmido		10	J _w	Fluxo de água pequeno menor que 5 l/min.	1	
Padrão Estrutural	-	Orientação da Descontinuidade	muito desfavorável		-12	SRF	zonas de fraqueza interceptando a escavação a mais de 50 m de profundidade -argila e rocha desintegrada	2,5 a 8	
		Índice Global				18	Índice Global		0,067 ou 0,021
Classe	V	Faixa < 20	Classe V	Maciço Muito Pobre		Faixa 0,01 a 0,1	Maciço Extremamente Pobre		

K.3 – BRECHAS WILLEMÍTICAS

Tabela K.11 – Correlação para a classe II-B das brechas willemíticas.

Sistema de Classificação Vazante		Sistema de Classificação RMR				Sistema de Classificação Q		
Parâmetro	Avaliação/ Valor	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Faixa de Valores	Índice	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Índice
Alteração	A2	σ_{ci} (MPa)	108 (moda mínima)	100-250	12	RQD (%)	80 (moda)	80
Recuperação	> 95	RQD (%)	70 a 80	50 a 75	13 ou 17	J _n	4 famílias	15
RQD (%)	> 60			75 a 90			1 aleatória	
Grau de Fraturamento	F2-F3	Espaçamento da Descontinuidade (cm)	20 a 60	20 a 60	10	J _r	plana e lisa	1,0
Fragmentação dos Blocos	m ³	Condição da Descontinuidade	preenchimento com espessura < 5 mm		10	J _a	cobertura com argilo minerais de baixo coeficiente de atrito ou mole	4
Presença de Fendas	não ocorre	Água Subterrânea	úmido		10	J _w	Fluxo de água pequeno menor que 5 l/min.	1
Padrão Estrutural	cunha	Orientação da Descontinuidade	muito desfavorável		-12	SRF	$\frac{\sigma_{ci}}{\sigma_1} = 200 a 10$	1
		Índice Global			43 ou 47	Índice Global		1,33
Classe	II-B	Faixa 41 - 60	Classe III	Maciço Razoável		Faixa 1 - 4	Maciço Pobre	

Tabela K.12 – Correlação para a classe III-B das brechas willemíticas.

Sistema de Classificação Vazante		Sistema de Classificação RMR				Sistema de Classificação Q		
Parâmetro	Avaliação/ Valor	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Faixa de Valores	Índice	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Índice
Alteração	A2-A3	σ_{ci} (MPa)	108 (moda mínima)	100-250	12	RQD (%)	60 a 70 (moda)	63
Recuperação	90 a 95	RQD (%)	60 a 70 (moda)	50 a 75	13	J_n	4 famílias	15
RQD (%)	50 a 75						+	
Grau de Fraturamento	F3	Espaçamento da Descontinuidade (cm)	20 a 60	20 a 60	10	J_r	plana e lisa	1,0
Fragmentação dos Blocos	dm ³ a m ³	Condição da Descontinuidade	preenchimento com espessura < 5 mm		10	J_a	cobertura com argilo minerais de baixo coeficiente de atrito ou mole	4
Presença de Fendas	não ocorre	Água Subterrânea	úmido		10	J_w	Fluxo de água pequeno menor que 5 l/min.	1
Padrão Estrutural	cunha	Orientação da Descontinuidade	muito desfavorável		-12	SRF	$\frac{\sigma_{ci}}{\sigma_1} = 200 a 10$	1
		Índice Global			43	Índice Global		1,1
Classe	III-B	Faixa 41 - 60	Classe III	Maciço Razoável		Faixa 1 a 4	Maciço Pobre	

Tabela K.13 – Correlação para a classe IV-A das brechas willemíticas.

Sistema de Classificação Vazante		Sistema de Classificação RMR				Sistema de Classificação Q		
Parâmetro	Avaliação/ Valor	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Faixa de Valores	Índice	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Índice
Alteração	A3	σ_{ci} (MPa)	108 (moda mínima)	100-250	12	RQD (%)	25 a 50 (moda)	50
Recuperação	> 90	RQD (%)	25 a 50 (moda)	25 a 50	8	J _n	4 famílias + 1 aleatória	15
Grau de Fraturamento	F3-F4	Espaçamento da Descontinuidade (cm)	6 a 20	6 a 20	8	J _r	plana e lisa	1,0
Fragmentação dos Blocos	cm ³ a dm ³	Condição da Descontinuidade	preenchimento com espessura < 5 mm		10	J _a	cobertura com argilo minerais de baixo coeficiente de atrito ou mole	4
Presença de Fendas	espessura de cm a dm	Água Subterrânea	úmido		10	J _w	Fluxo de água pequeno menor que 5 l/min.	1
Padrão Estrutural	-	Orientação da Descontinuidade	muito desfavorável		-12	SRF	$\frac{\sigma_{ci}}{\sigma_1} = 200 a 10$	1
		Índice Global			36	Índice Global		0,833
Classe	IV-A	Faixa 21 - 40	Classe IV	Maciço Pobre		Faixa 0,1 a 1	Maciço Muito Pobre	

Tabela K.14 – Correlação para a classe IV-B das brechas willemíticas.

Sistema de Classificação Vazante		Sistema de Classificação RMR				Sistema de Classificação Q			
Parâmetro	Avaliação/ Valor	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Faixa de Valores	Índice	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Índice	
Alteração	A3-A4	σ_{ci} (MPa)	70 (inferido)	50-100	7	RQD (%)	25 a 50 (moda)	35	
Recuperação	75 a 95	RQD (%)	25 a 50 (moda)	25 a 50	8	J _n	4 famílias + 1 aleatória	15	
Grau de Fraturamento	F3-F4	Espaçamento da Descontinuidade (cm)	6 a 20	6 a 20	8	J _r	zona com material argiloso, evitando contato rocha-rocha	1,0	
Fragmentação dos Blocos	cm ³ a dm ³	Condição da Descontinuidade	<i>persistência</i> <i>separação</i> <i>rugosidade</i> <i>preenchimento</i> <i>alteração</i>	<i>10 a 20 m</i> <i>1 - 5mm</i> - <i>argila mole</i> <i>altamente alterada</i>	<i>1</i> <i>1</i> <i>2</i> <i>1</i>	J _a	Preenchimento com mineral argiloso, cuja espessura é < 5 mm	8	
Presença de Fendas	espessura de cm a dm	Água Subterrânea	úmido		10	J _w	Fluxo de água pequeno menor que 5 l/min.	1	
Padrão Estrutural	-	Orientação da Descontinuidade	muito desfavorável		-12	SRF	$\frac{\sigma_{ci}}{\sigma_1} = 200 a 10$	1	
		Índice Global				26	Índice Global		0,292
Classe	IV-B	Faixa 21 - 40	Classe IV	Maciço Pobre		Faixa 0,1 a 1	Maciço Muito Pobre		

Tabela K.15 – Correlação para a classe V das brechas willemíticas.

Sistema de Classificação Vazante		Sistema de Classificação RMR				Sistema de Classificação Q		
Parâmetro	Avaliação/ Valor	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Faixa de Valores	Índice	Parâmetro	Avaliação/ Valor	Índice
Alteração	A3-A4	σ_{ci} (MPa)	70 (inferido)	50 - 100	7	RQD (%)	20 (arbitrado)	20
Recuperação	50 a 75	RQD (%)	20 (arbitrado)	< 25	3	J _n	4 famílias + 1 aleatória	15
Grau de Fraturamento	F4	Espaçamento da Descontinuidade (cm)	6 a 20	6 a 20	8	J _r	zona com material argiloso, evitando contato rocha-rocha	1,0
Fragmentação dos Blocos	cm ³ a dm ³	Condição da Descontinuidade	<i>persistência</i>	<i>3 a 10 m</i>	2	J _a	zonas ou bandas de rochas fragmentadas ou desintegradas e argila	8
			<i>separação</i>	<i>> 5mm</i>	0			
			<i>rugosidade</i>	-	-			
			<i>preenchimento</i>	<i>argila com blocos de rocha</i>	0			
			<i>alteração</i>	<i>material decomposto</i>	0			
		Subtotal da Condição de Descontinuidades		2				
Presença de Fendas	espessura de dm a m	Água Subterrânea	úmido		10	J _w	Fluxo de água pequeno menor que 5 l/min.	1
Padrão Estrutural	-	Orientação da Descontinuidade	muito desfavorável		-12	SRF	zonas de fraqueza interceptando a escavação a mais de 50 m de profundidade -argila e rocha desintegrada	2,5 a 8
		Índice Global			18	Índice Global		0,067 ou 0,021
Classe	V	Faixa < 20	Classe V	Maciço Muito Pobre		Faixa 0,01 a 0,1	Maciço Extremamente Pobre	

K.4 – RESUMO DAS CORRELAÇÕES

Tabela K.16 – Quadro resumo das correlações entre os sistemas de classificação Vazante, RMR e Q.

Dolomito Cinza (DCZ) e Dolomito Rosa (DORO)			Brecha Dolomítica (BXD)			Brecha Willemítica (BXW)				
Vazante	RMR	Q	Vazante	RMR	Q	Vazante	RMR	Q		
Classe	Índice	Classe	Classe	Índice	Classe	Classe	Índice	Classe		
II-A	56	III MR	5	MR		II-B	43 ou 47	III MR	1,33	MP
III-A	52	III MR	4,38	MR		III-B	43	III MR	1,00	MP
IV-A	45	III MR	3,125	MP		IV-A	36	IV MP	0,833	MMP
IV-B	31	IV MP	0,365	MMP		IV-B	26	IV MP	0,292	MMP
V	13 ou 16	V MMP	0,02	MEP		V	18	V MMP	0,021	MEP
									ou	0,067

MR - Maciço Razoável MP - Maciço Pobre MMP - Maciço Muito Pobre MEP - Maciço Extremamente Pobre

APÊNDICE L – ZONA DE INFLUÊNCIA DO REALCE

O conceito sobre zona de influência refere-se à delimitação da região no entorno de uma escavação subterrânea, na qual se verifica uma significativa perturbação sobre o campo de tensões existente antes da escavação. Para escavações circulares (Figura L.1), estimam-se as tensões ao redor da escavação, por meio das equações de Kirsch, descritas a seguir:

$$\sigma_r = \frac{1}{2}p[(1 + K)(1 - a^2/r^2) + (1 - K)(1 - 4a^2/r^2 + 3a^4/r^4)\text{Cos}2\theta] \quad (\text{L.1})$$

$$\sigma_\theta = \frac{1}{2}p[(1 + K)(1 + a^2/r^2) - (1 - K)(1 + 3a^4/r^4)\text{Cos}2\theta] \quad (\text{L.2})$$

$$\tau_{r\theta} = \frac{1}{2}p[-(1 - K)(1 + 2a^2/r^2 - 3a^4/r^4)\text{Sin}2\theta] \quad (\text{L.3})$$

onde, σ_r , σ_θ , $\tau_{r\theta}$ são, respectivamente, tensões radial, tangencial e cisalhante, p é a tensão vertical, medida da superfície ao centro do túnel, K é a razão entre as tensões horizontal e vertical, a é o raio da escavação, r é um raio do centro da escavação ao ponto analisado, e θ é o ângulo entre o eixo vertical e o raio r .

As Equações L.1, L.2, L.3, baseiam-se na teoria da elasticidade e estão expressas em coordenadas cilíndricas. A partir destas equações, define-se a extensão da zona de influência para uma escavação de seção circular em um meio elástico (Figura L.2). Para escavações na forma elíptica, caso comum para os realces de mina, equações próprias para esta geometria podem ser utilizadas para estimar a zona de influência da escavação (Brady & Brown, 2004).

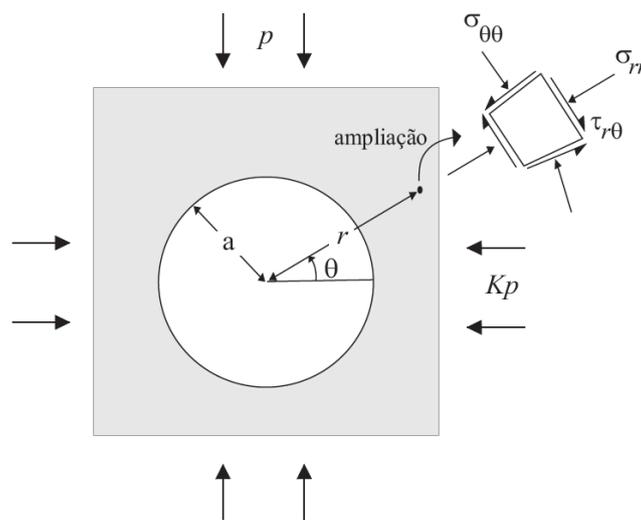
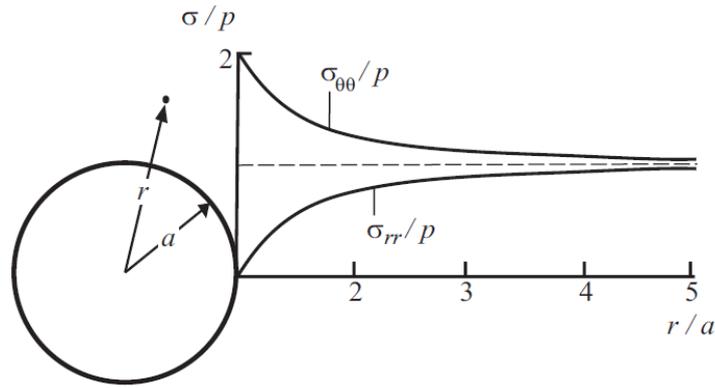


Figura L.1 – Tensões no entorno de uma escavação circular (modificado de Brady & Brown, 2004).



p = tensão in situ antes da escavação
 σ = tensão induzida

Figura L.2 – Distribuição de tensões axissimétricas entorno de uma abertura circular em um campo de tensões hidrostático (modificado de Brady & Brown, 2004).

Neste apêndice, apresenta-se a estimativa sobre a extensão da zona de influência gerada pelas escavações dos realces 9100 e 9140. Como os realces apresentam forma elíptica, aplicam-se as equações propostas por Brady & Brown (2004) para o cálculo da referida zona. Para melhor compreensão, separou-se o apêndice em dois itens descritos a seguir. No primeiro item, apresentam-se as equações propostas por Brady & Brown (2004) para o cálculo da zona de influência no entorno de escavações elípticas. No segundo item, estimam-se as dimensões da zona de influência dos realces 9100 e 9140, a partir das referidas equações.

L.1 – ZONA DE INFLUÊNCIA DE ESCAVAÇÕES ELÍPTICAS

Segundo Brady & Brown (2004), as dimensões das zonas de influência, largura (W_1) e altura (H_1), para escavações elípticas (Figura L.3) podem ser estimadas por meio de:

$$W_1 = H\{\alpha[A(K + q^2) + Kq^2]\}^{1/2} \quad (\text{L.4})$$

$$H_1 = H\{\alpha[A(K + q^2) + 1]\}^{1/2} \quad (\text{L.5})$$

$$c = \frac{(\sigma - p)}{p} \times 100 \quad (\text{L.6})$$

onde, W e H são, respectivamente, a largura e a altura da escavação elíptica, $q = W/H$, $A = 100/2c$, c é o valor expresso em porcentagem, obtido da Equação L.6, σ é tensão induzida, p é tensão *in situ*, K é a razão (σ_h/σ_v), entre as tensões horizontal (σ_h) e vertical (σ_v), $\alpha = 1$, se $K < 1$, e $\alpha = 1/K$, se $K > 1$.

As Equações L.4 e L.5 permitem uma estimativa da zona de influência para condições gerais. Ou seja, os limites da zona de influência podem ser definidos para qualquer valor de tensão induzida, considerado como crítico para um projeto. Para tanto, expressa-se o quanto a tensão induzida crítica afasta-se da tensão *in situ*, por meio da Equação L.6.

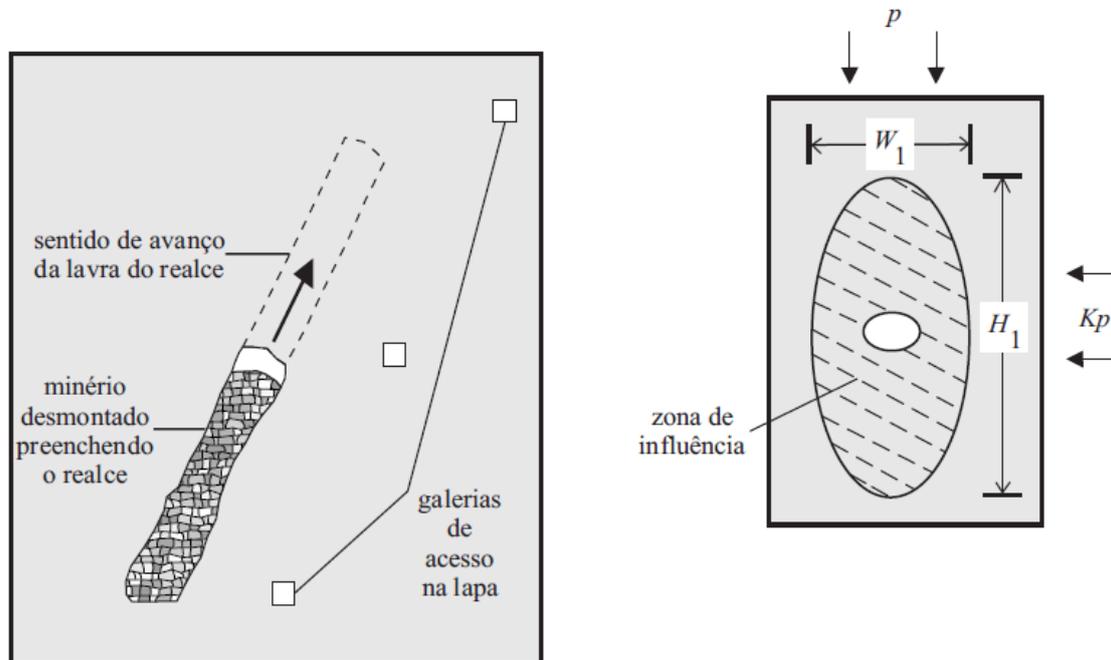


Figura L.3 – Zona de influência em escavações elípticas (modificado de Brady & Brown, 2004).

L.2 – ZONA DE INFLUÊNCIA DOS REALCES 9100 E 9140

Para estimar as dimensões da zona de influência gerada pelas escavações dos realces 9100 e 9140, utilizaram-se as Equações L.4, L.5 e L.6, propostas por Brady & Brown (2004), entretanto, algumas considerações foram feitas. A primeira consideração refere-se à geometria dos realces. Considerou-se a escavação dos dois realces, 9100 e 9140, de forma conjunta, como se fosse uma única escavação. Além disto, a inclinação dos mesmos foi alterada, conforme se observa na Figura L.4. A segunda consideração refere-se ao valor do parâmetro c , assumido como 100%. Assim, os limites da zona de influência abrangem o entorno da escavação dos realces, onde as tensões induzidas são duas ou mais vezes maior do que as tensões *in situ*. A terceira consideração refere-se ao valor do parâmetro α , assumido como 1.

Feitas as considerações anteriores, na Tabela L.1, apresentam-se os valores atribuídos aos parâmetros das Equações L.4, L.5 e L.6, para o cálculo das dimensões da zona de influência,

dos realces 9100 e 9140. Estes cálculos indicaram que a zona de influência apresenta largura (W_1) e altura (H_1), respectivamente, iguais a 45 e 78 m, conforme ilustração esquemática descrita na Figura L.5. Entretanto, visando minimizar o número de nós na malha de elementos finitos, algumas simplificações foram adotadas para a geometria da zona de influência, por ser esta uma região de malha refinada. A primeira simplificação consiste na redução da zona de influência assumida para a lapa (FW), de 20 para 8,75 m, posto que, a diluição não planejada de minério está associada à estabilidade da capa (HW) do realce. A outra modificação refere-se à altura da zona de influência, reduzida de 78 para 76 m. Estas simplificações estão ilustradas na Figura L.6.

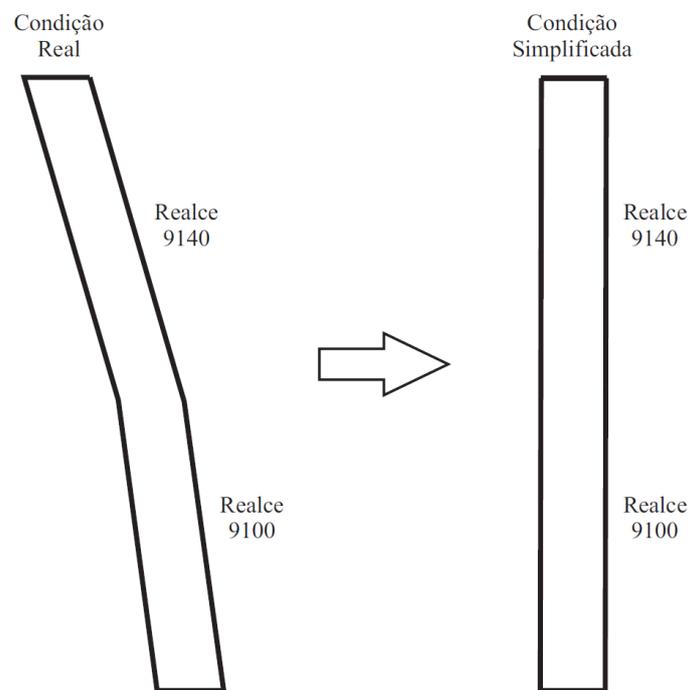


Figura L.4 – Simplificação da geometria dos realces.

Tabela L.1 – Parâmetros para cálculo da zona de influência.

Parâmetros	Valores Atribuídos
W (largura do realce)	5 m
H (altura do realce)	63,5 m
q (W/H)	0,0787
c (σ/p)	100 %
A ($100/2c$)	0,5
K (σ_h/σ_v)	1
α	1

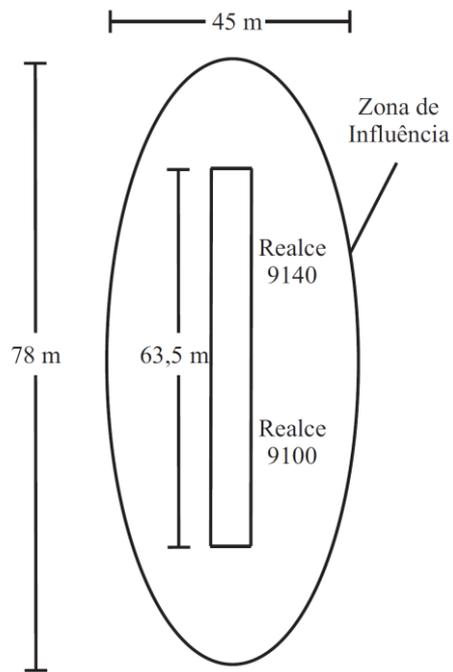


Figura L.5 – Geometria dos realces 9100 e 9140 e da zona de influência.

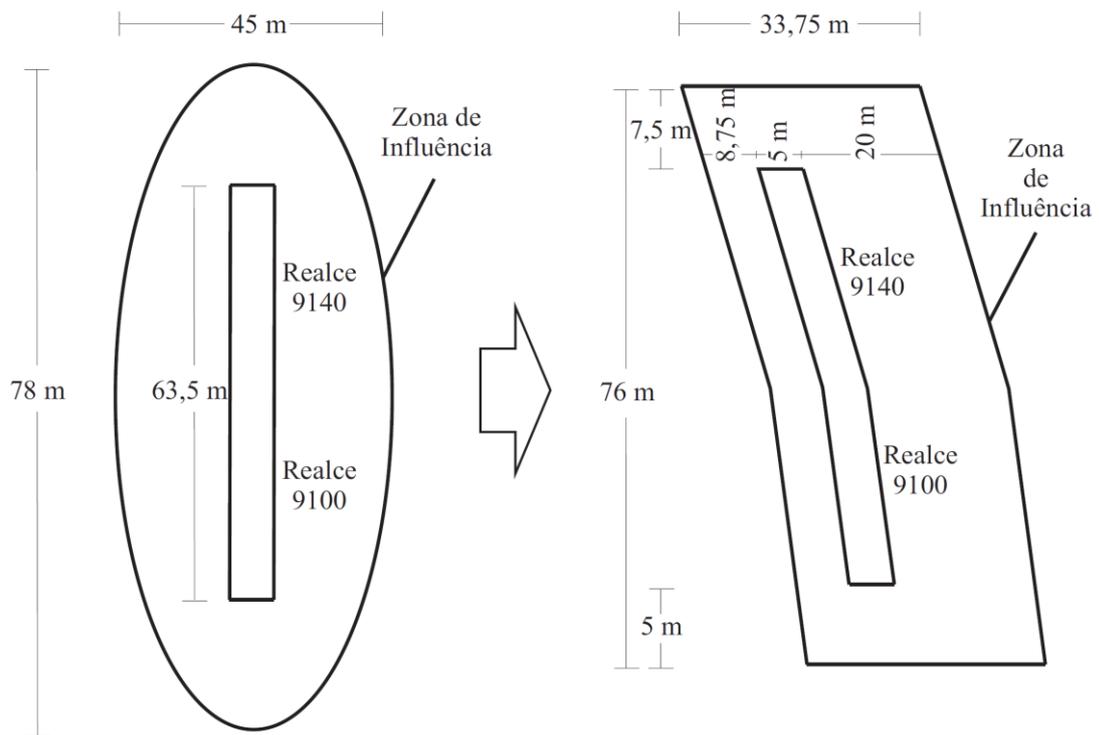


Figura L.6 – Simplificações da geometria da zona de influência.

APÊNDICE M – SEQUENCIAMENTO DE DESMONTE DO CASO REAL

Neste apêndice, apresentam-se as sequências de escavações de galerias e blocos, e o enchimento do realce 9100, simulados numericamente, no estudo de caso real. As simulações de escavação dos blocos reproduzem as taxas de avanço descritas no Capítulo 5. Estas taxas representam, a princípio, condições operacionais reais. Já as simulações numéricas da escavação das galerias e do enchimento são adaptações às condições reais de operação.

M.1 – SEQUENCIAMENTO DE ESCAVAÇÃO DAS GALERIAS

Nas Etapas 1, 10 e 15, simularam-se taxas de avanço iguais a 2,40 m, 12 m e 2,40 m, respectivamente, e nas demais etapas, simularam-se taxas de avanço de 7,20 m (Figura M.1).

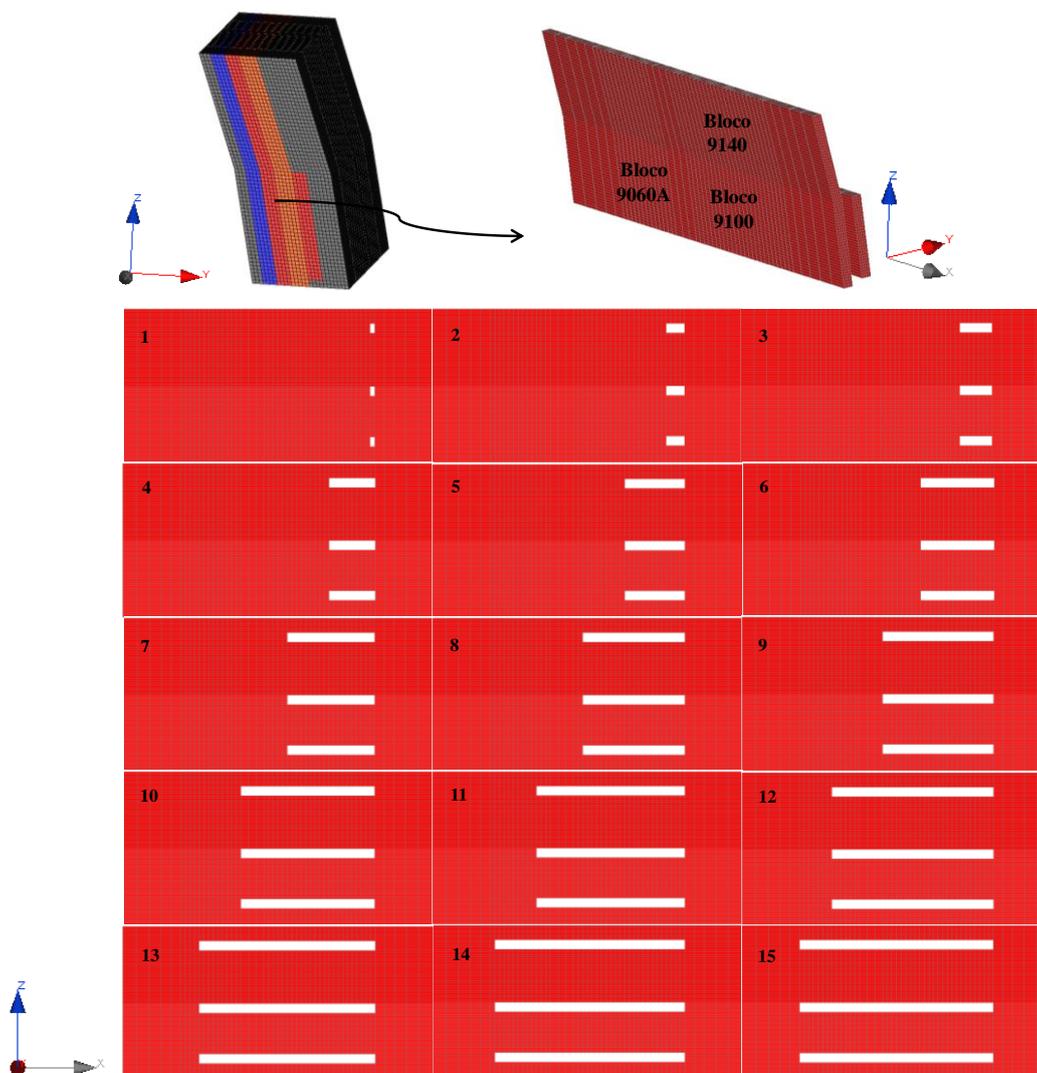


Figura M.1 – Sequência de desmonte das galerias de minério.

M.2 – SEQUENCIAMENTO DE ESCAVAÇÃO DO BLOCO 9100

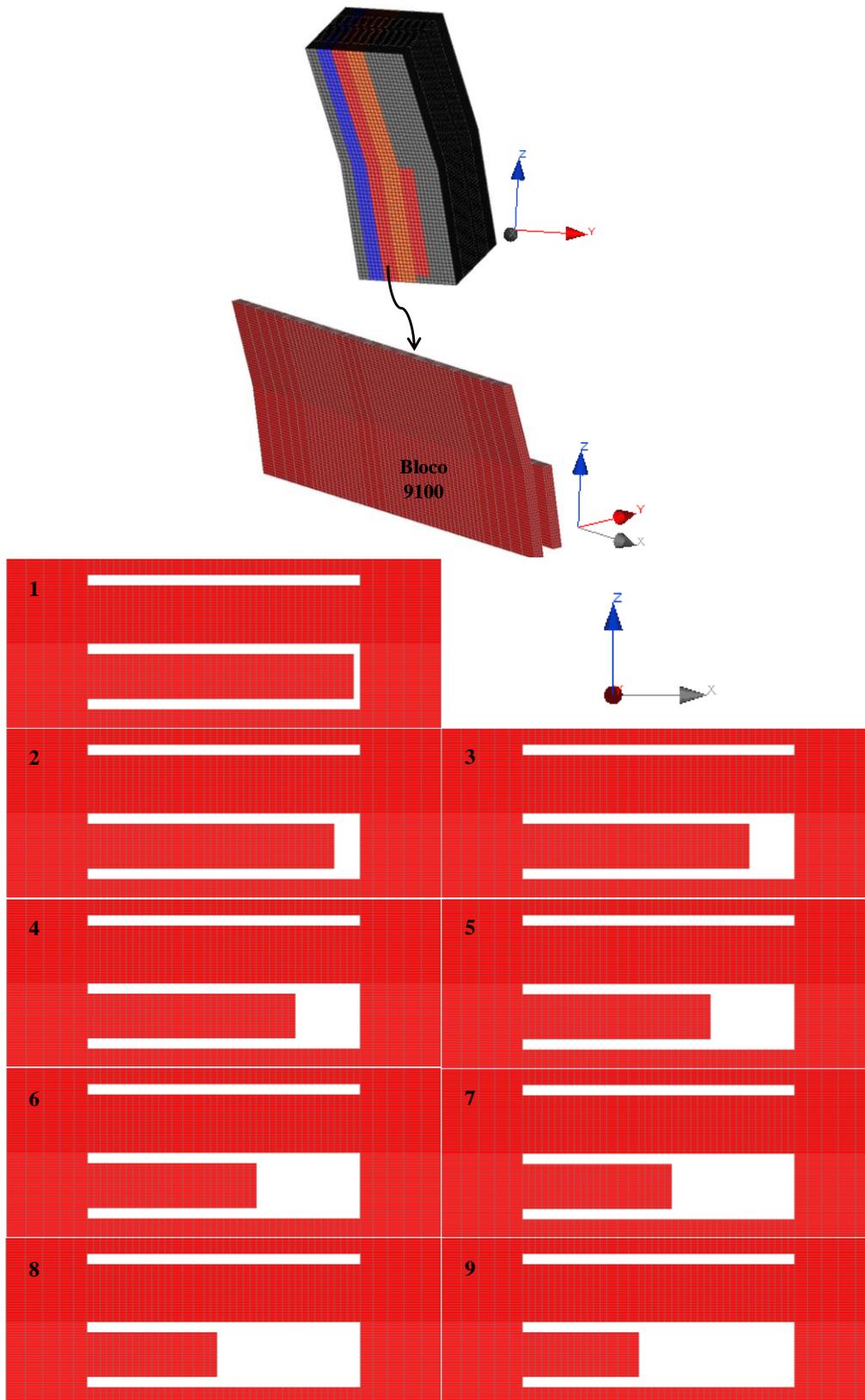


Figura M.2 – Sequência de desmonte do bloco 9100.

M.3 – SEQUENCIAMENTO DO ENCHIMENTO DO REALCE 9100

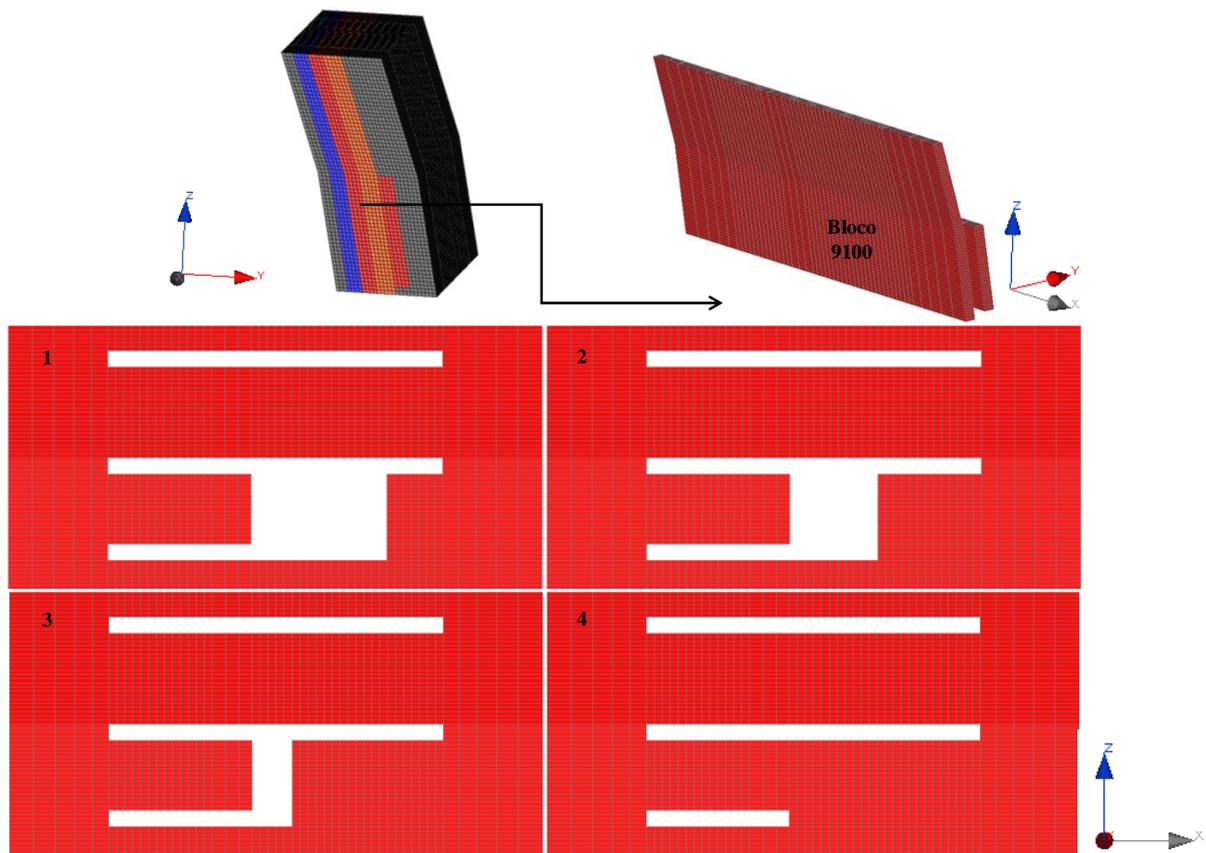


Figura M.3 – Sequência de enchimento do realce 9100.

M.4 – SEQUENCIAMENTO DE ESCAVAÇÃO DO BLOCO 9060 A

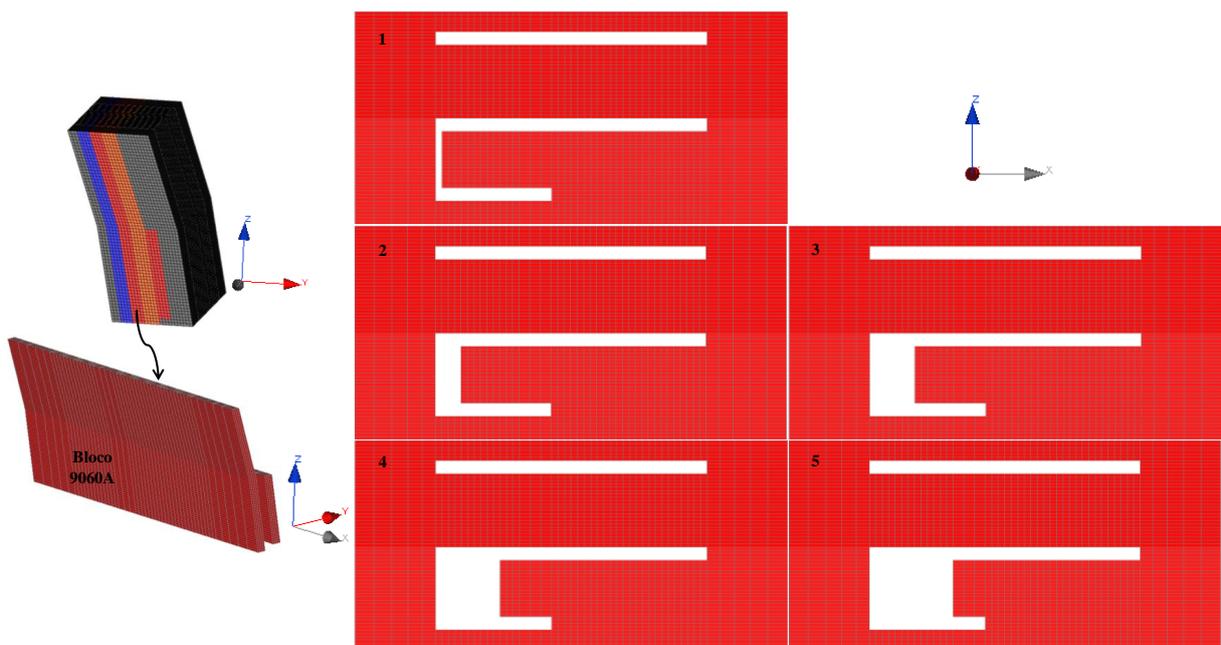


Figura M.4 – Sequência de desmonte do bloco 9060 A.

M.5 – SEQUENCIAMENTO DE ESCAVAÇÃO DO BLOCO 9060 B

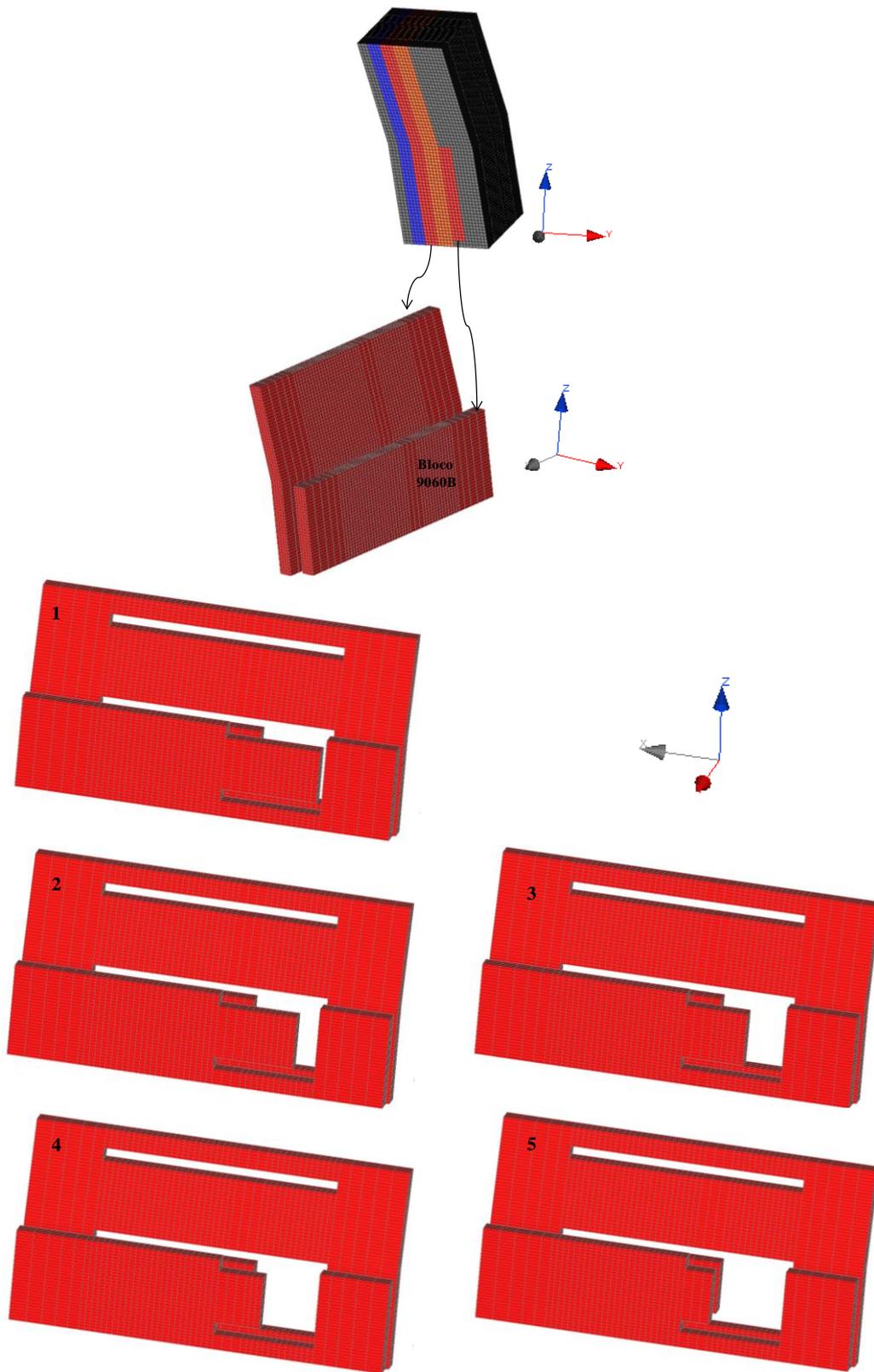


Figura M.5 – Sequência de desmonte do bloco 9060 B.

M.6 – SEQUENCIAMENTO DE ESCAVAÇÃO DO BLOCO 9140

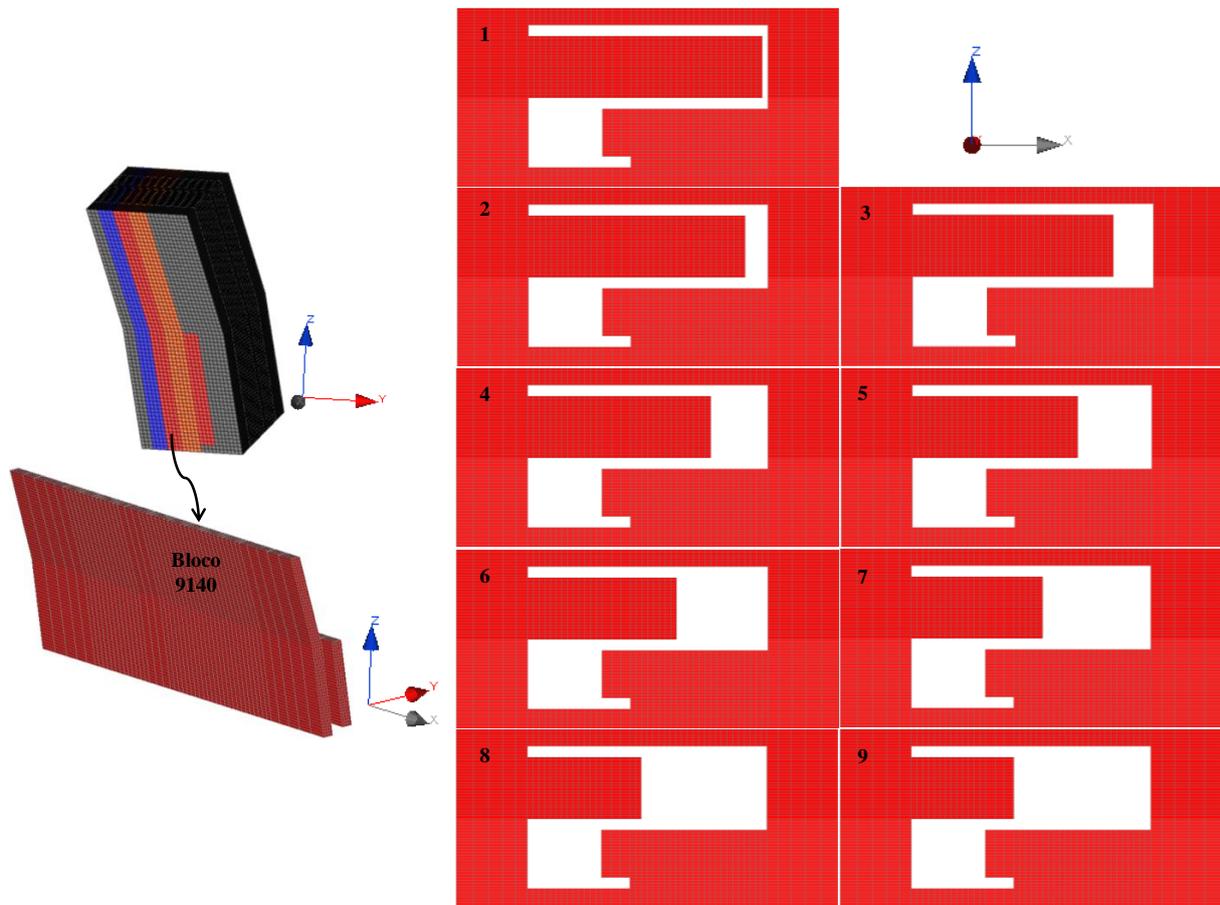


Figura M.6 – Sequência de desmonte do bloco 9140.

APÊNDICE N – SEQUENCIAMENTO DE DESMONTE DO CASO HIPOTÉTICO

Neste apêndice, apresentam-se as seqüências de escavação das galerias e do bloco 9140, simulados numericamente, no estudo de caso hipotético. A simulação numérica de escavação do bloco reproduz a taxa de avanço descrita no caso real.

N.1 – SEQUENCIAMENTO DE ESCAVAÇÃO DAS GALERIAS

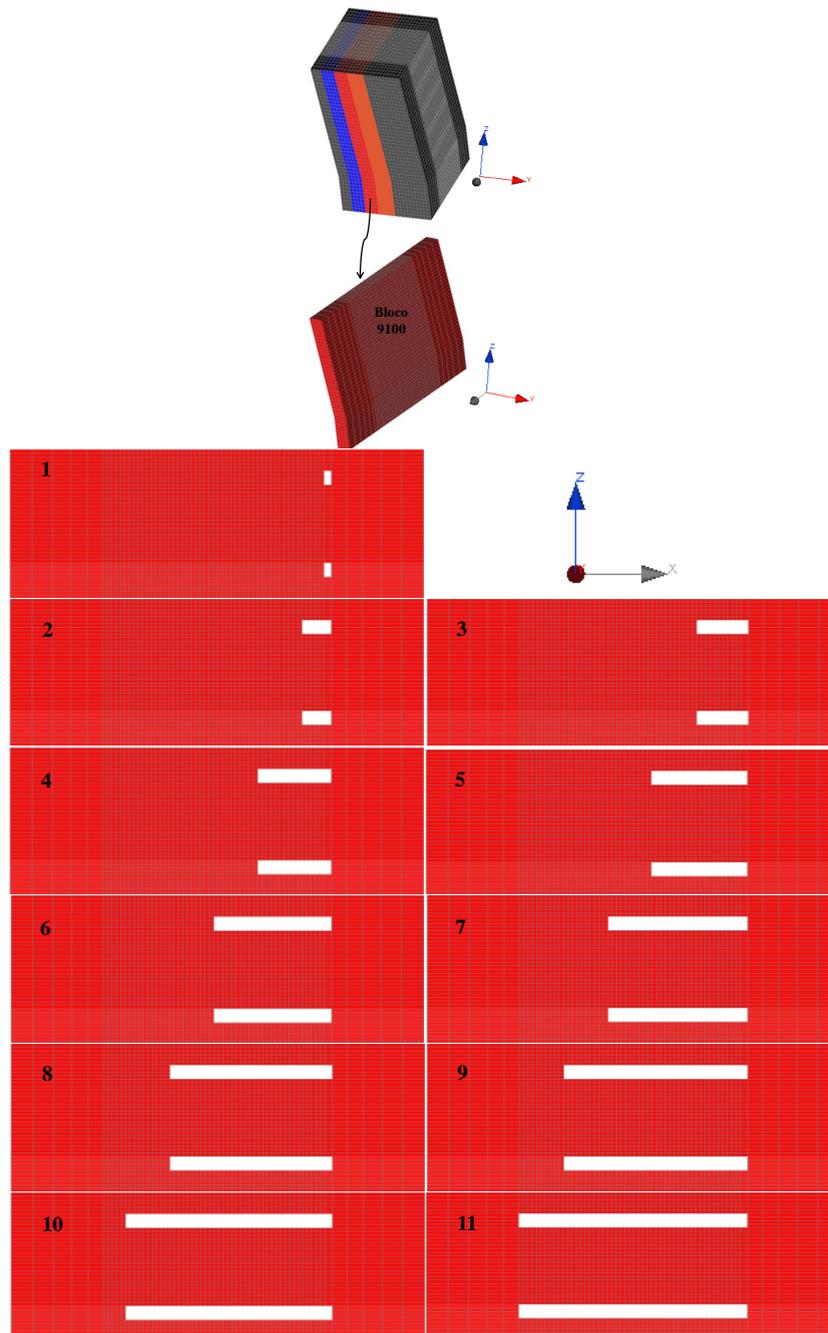


Figura N.1 – Sequência de desmonte das galerias de minério do bloco 9140.

N.2 – SEQUENCIAMENTO DE ESCAVAÇÃO DO BLOCO COM 45 m

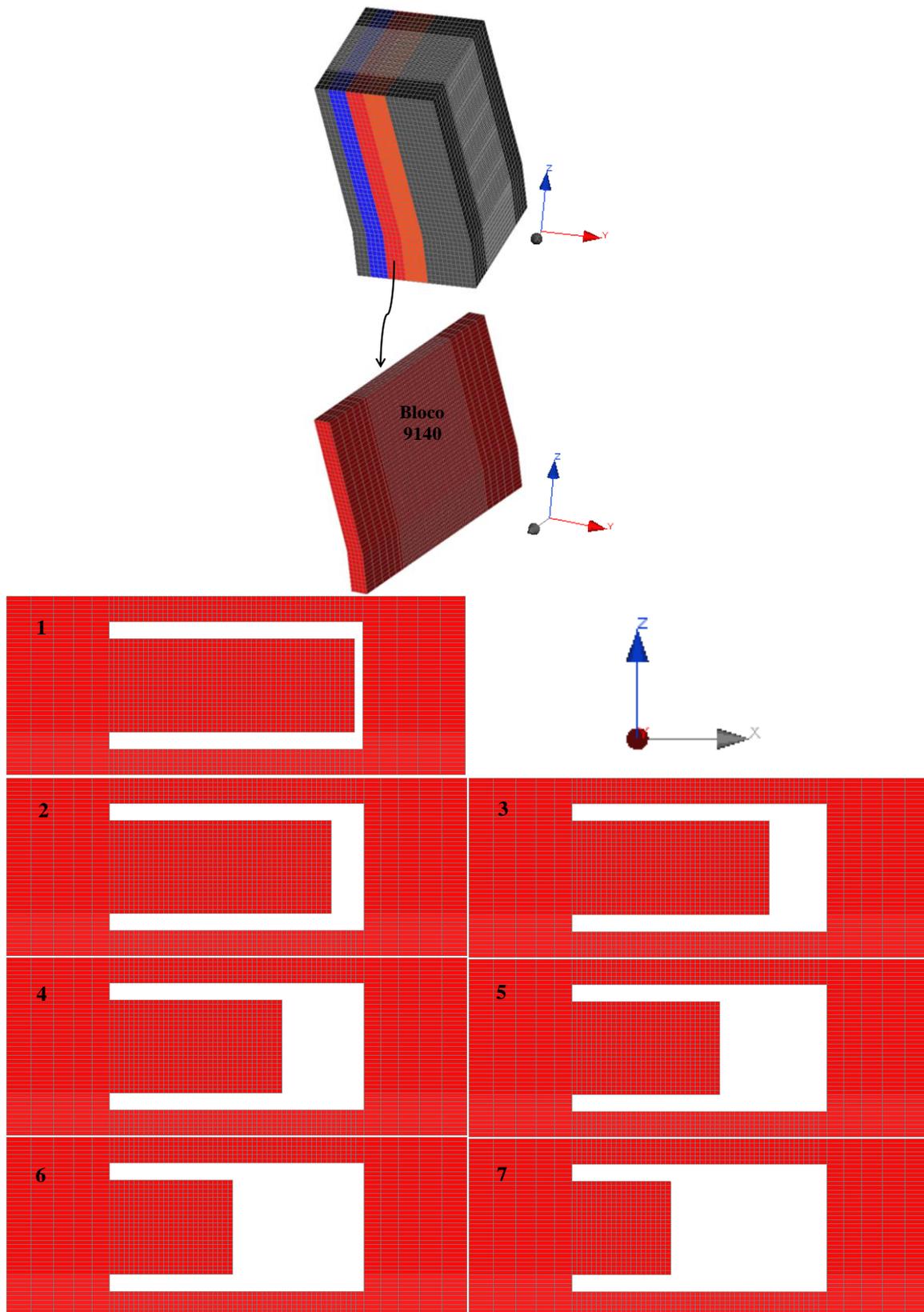


Figura N.2 – Sequência de desmonte do bloco 9140 para 45 m de comprimento.

N.3 – SEQUENCIAMENTO DE ESCAVAÇÃO DO BLOCO COM 60 m

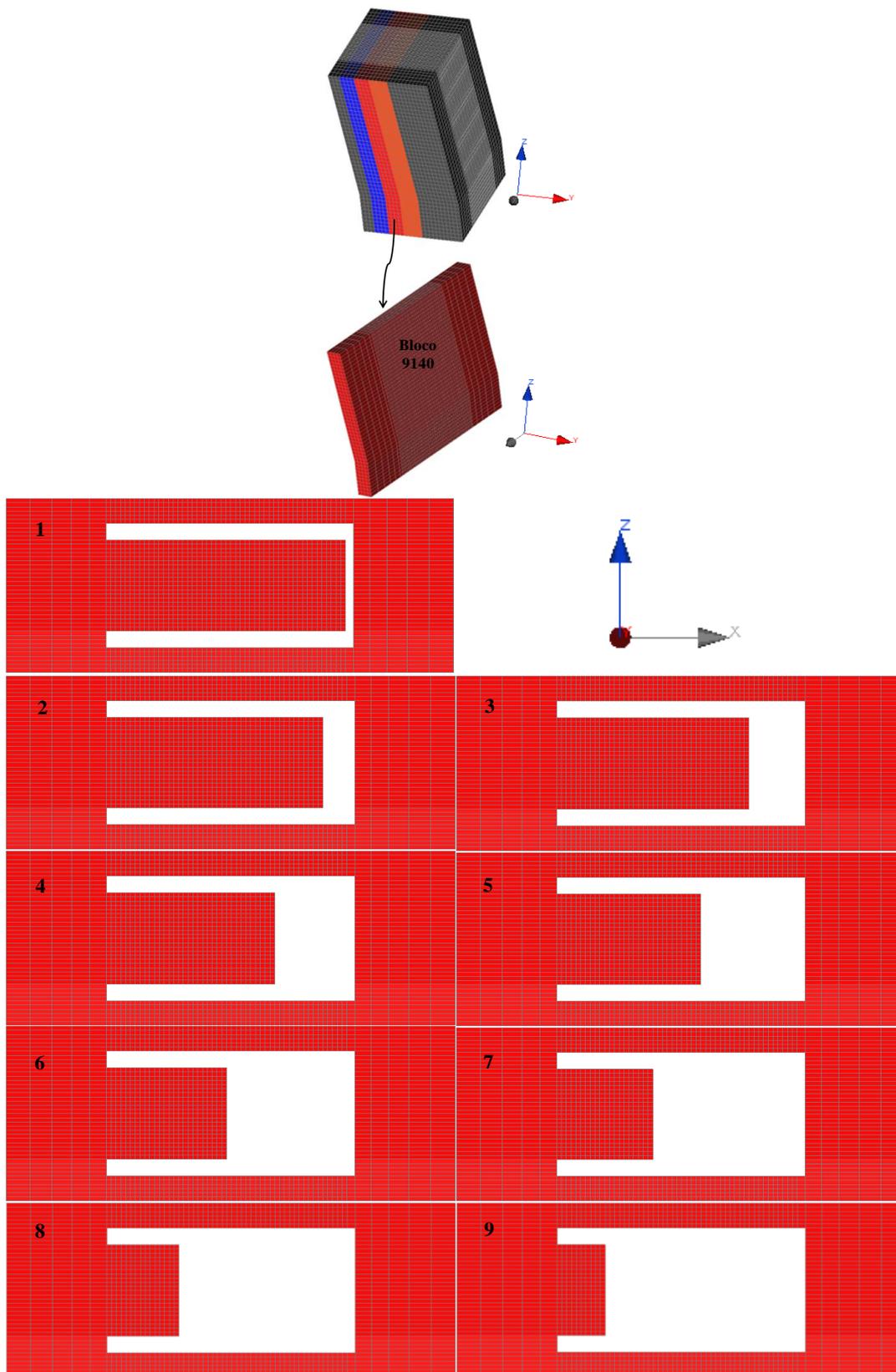


Figura N.3 – Sequência de desmonte do bloco 9140 considerando 60 m de comprimento.

N.4 – SEQUENCIAMENTO DE ESCAVAÇÃO DO BLOCO COM 75 m

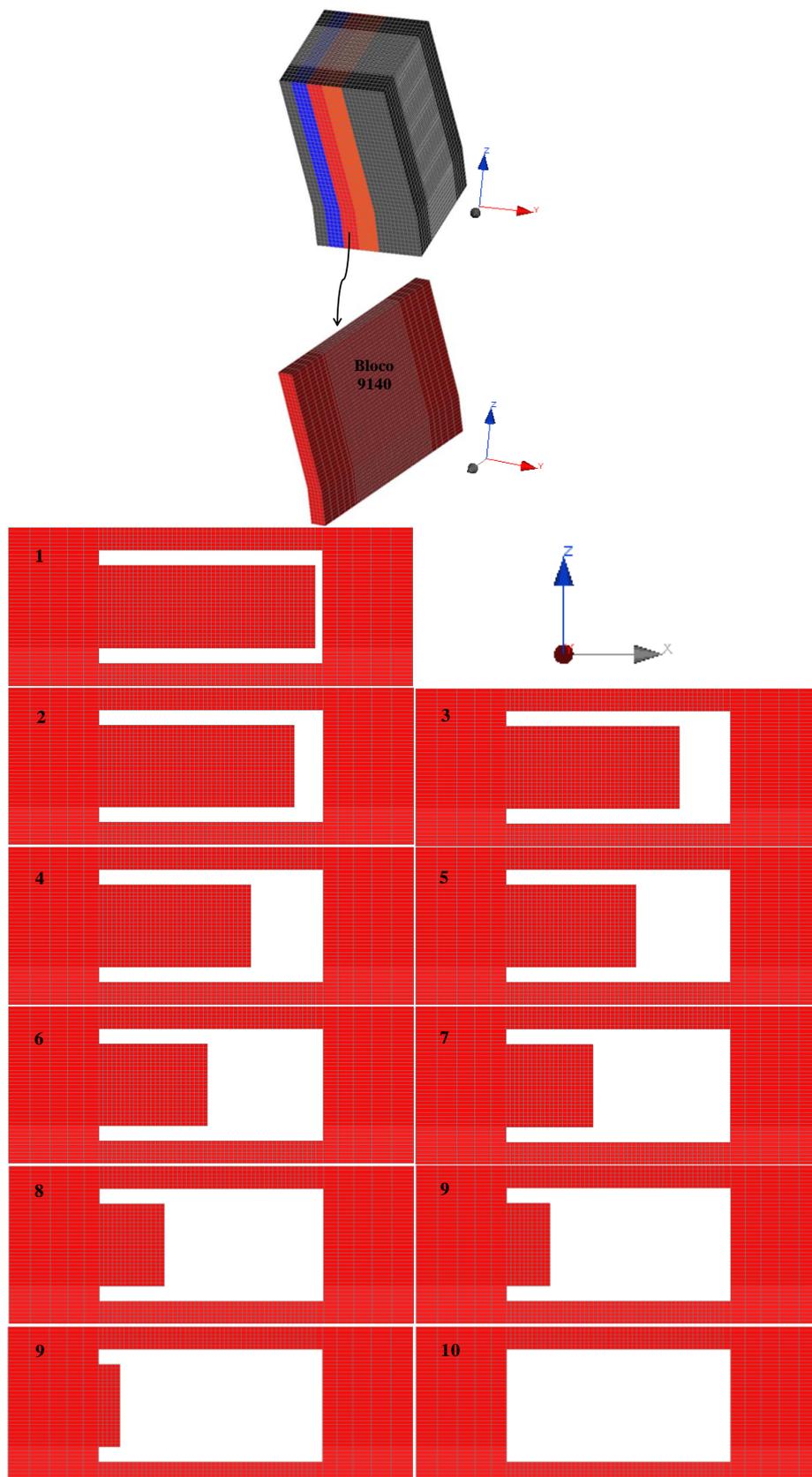


Figura N.4 – Sequência de desmonte do bloco 9140 considerando 75 m de comprimento.

APÊNDICE O – SEÇÕES NUMÉRICAS DO CASO REAL

Neste apêndice, apresentam-se as seções transversais à direção do realce, referentes às simulações numéricas do estudo de caso real. Utilizaram-se estas seções para calcular a área e o volume de deslocamento e, por conseguinte a diluição não planejada de minério. As seções apresentam-se separadas por simulações numéricas relativas aos efeitos de detonação D iguais a 0,8, 0,4 e 0,0. Devido ao número elevado de seções por realce (Figura O.1), apresentam-se somente as seções 2, 5 e 8 selecionadas na referida figura.

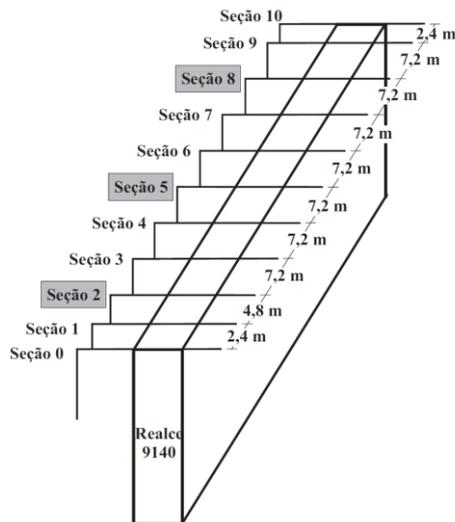


Figura O.1 – Seções transversais ao realce 9140 analisadas no estudo de caso real.

O.1 – SEÇÕES REFERENTES AO EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,8

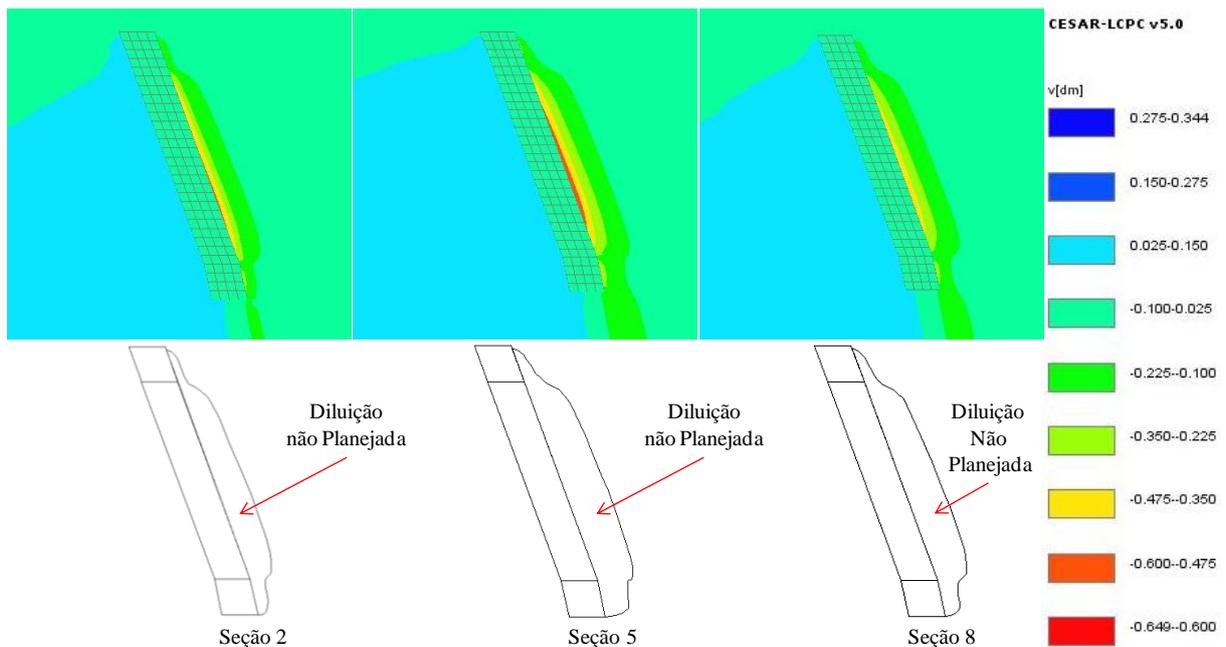


Figura O.2 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci} , E e $D = 0,8$.

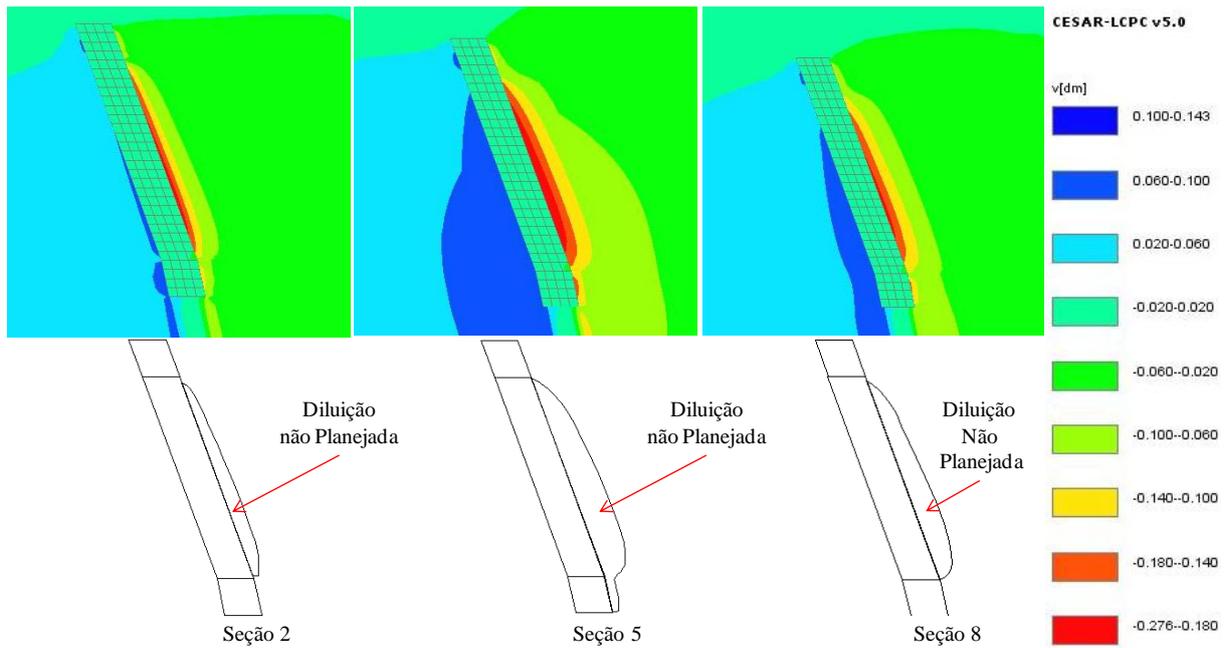


Figura O.3 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ e $D = 0,8$.

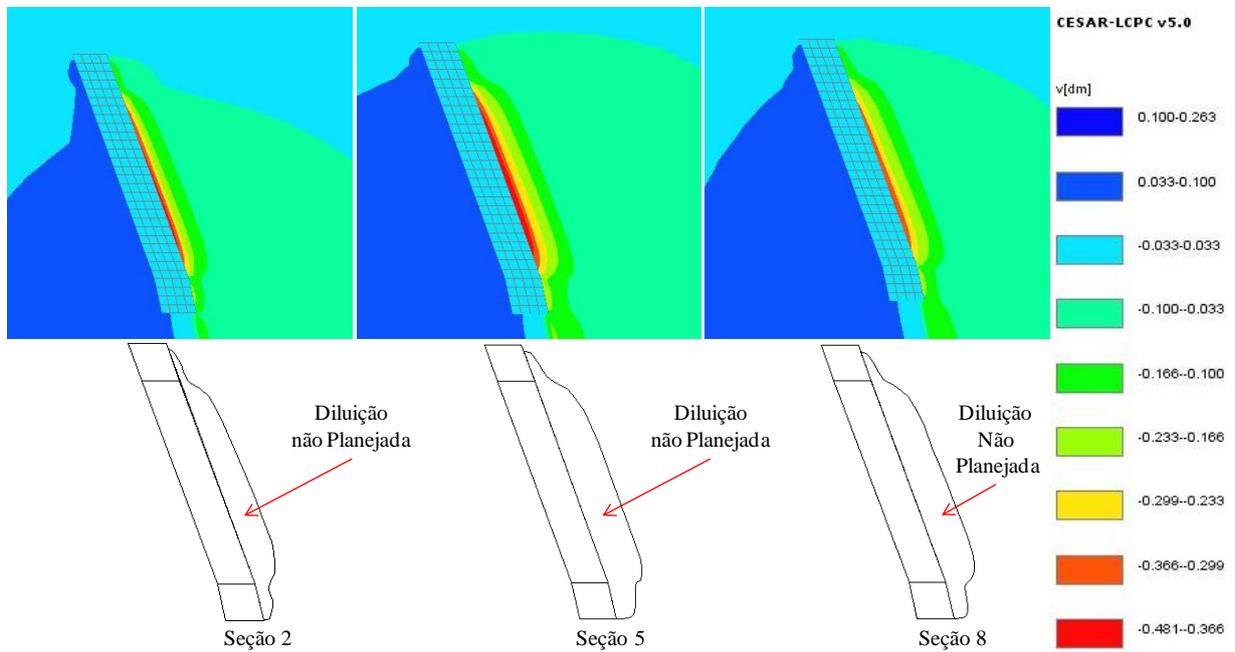


Figura O.4 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- e $D = 0,8$.

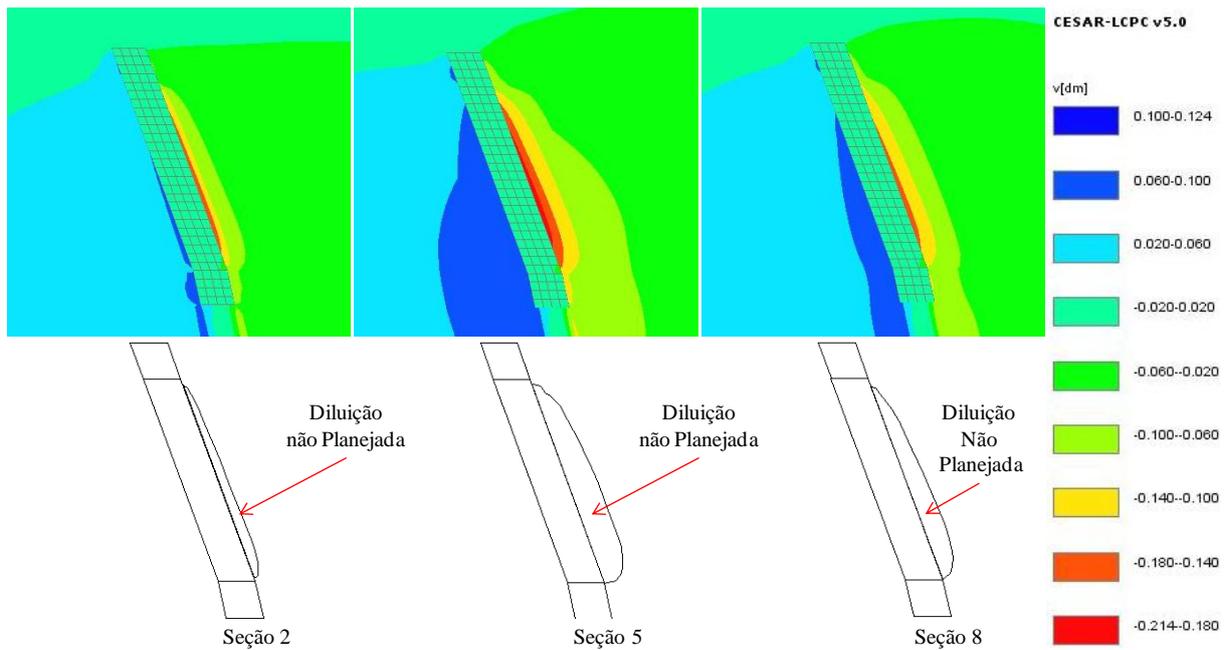


Figura O.5 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ e $D = 0,8$.

O.2 – SEÇÕES REFERENTES AO EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,4

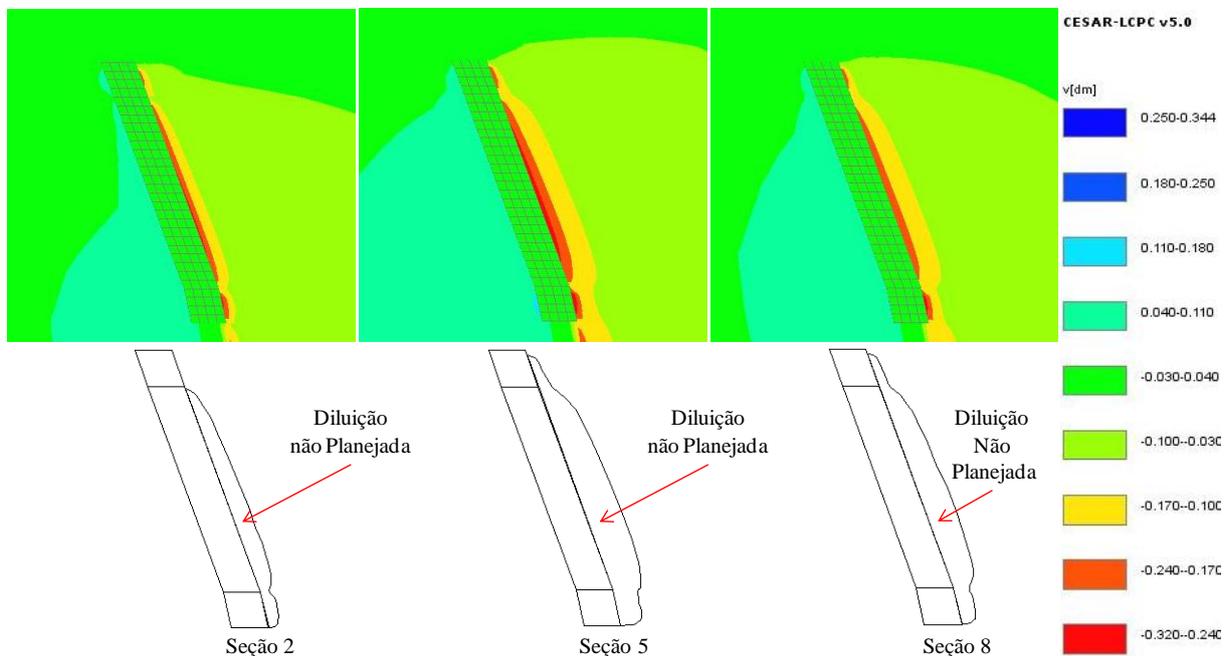


Figura O.6 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- e $D = 0,4$.

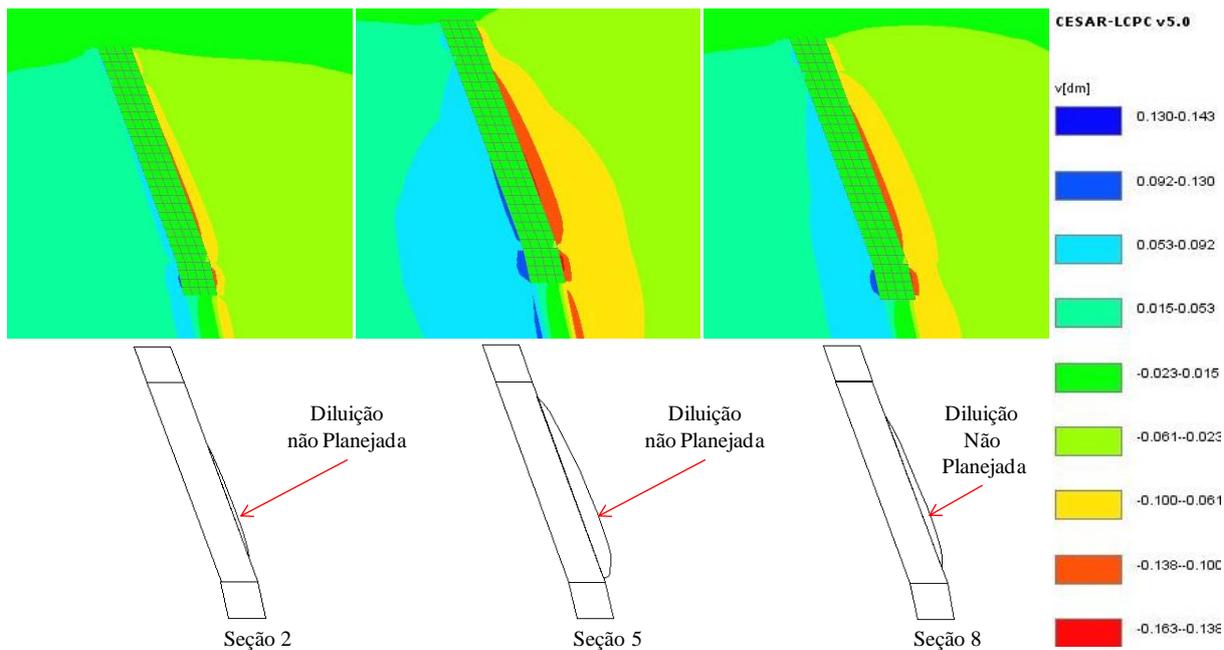


Figura O.7 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ e $D = 0,4$.

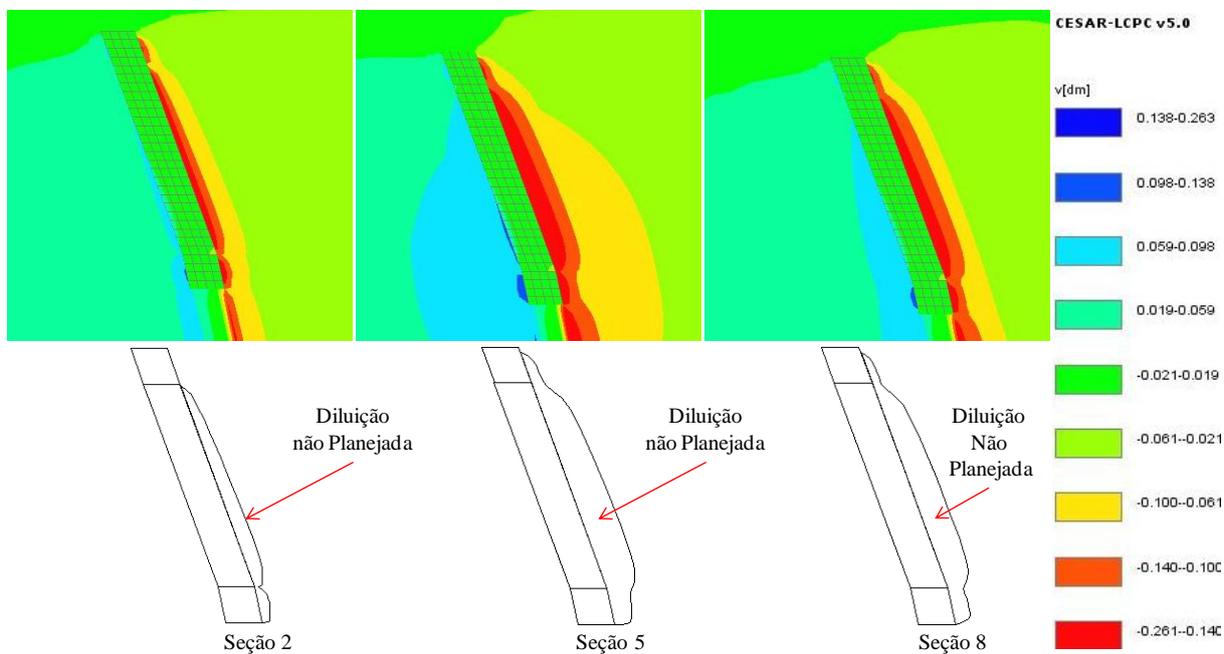


Figura O.8 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- e $D = 0,4$.

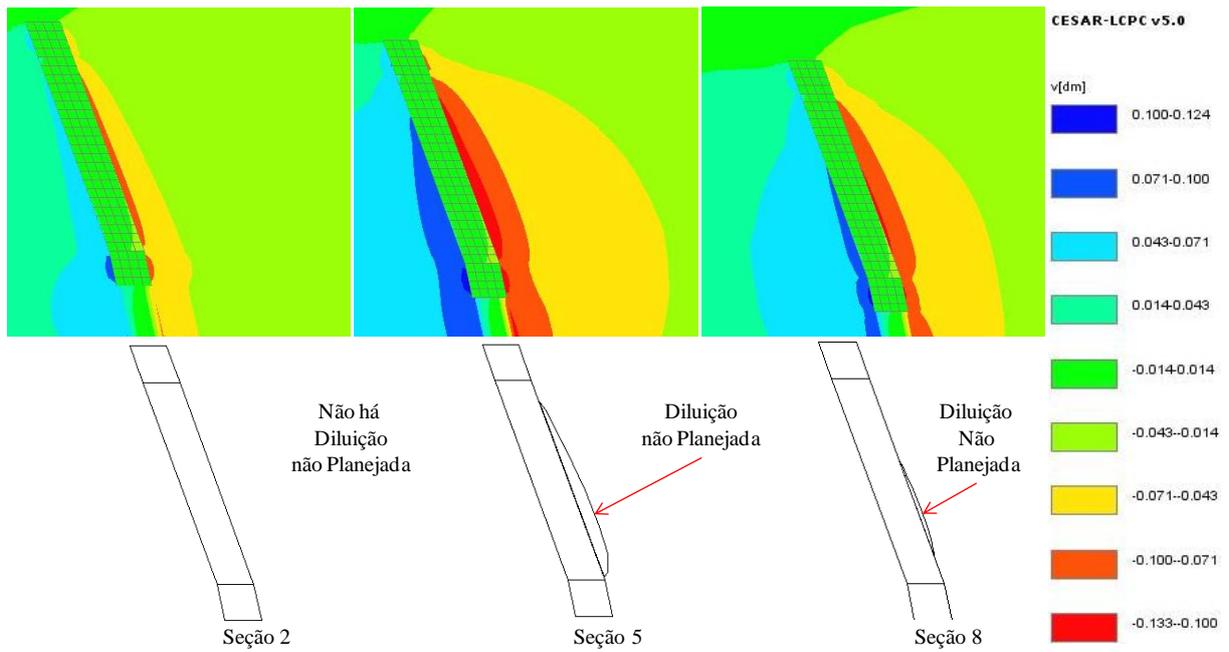


Figura O.9 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ e $D = 0,4$.

O.3 – SEÇÕES REFERENTES AO EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,0

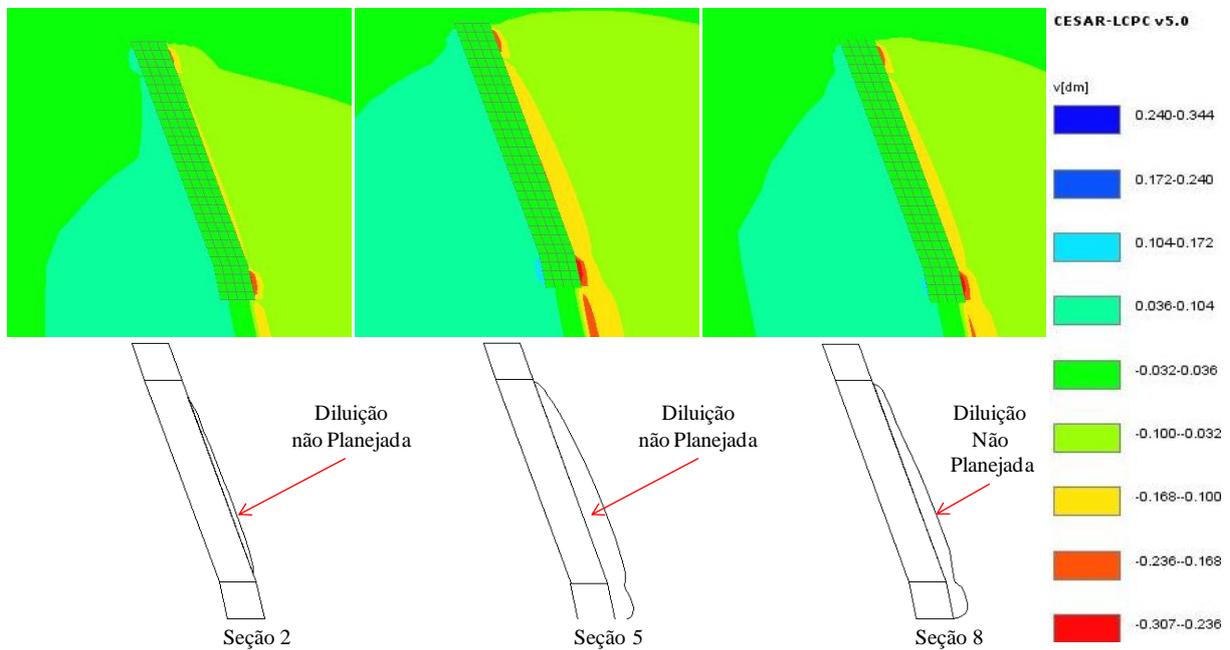


Figura O.10 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- e $D = 0,0$.

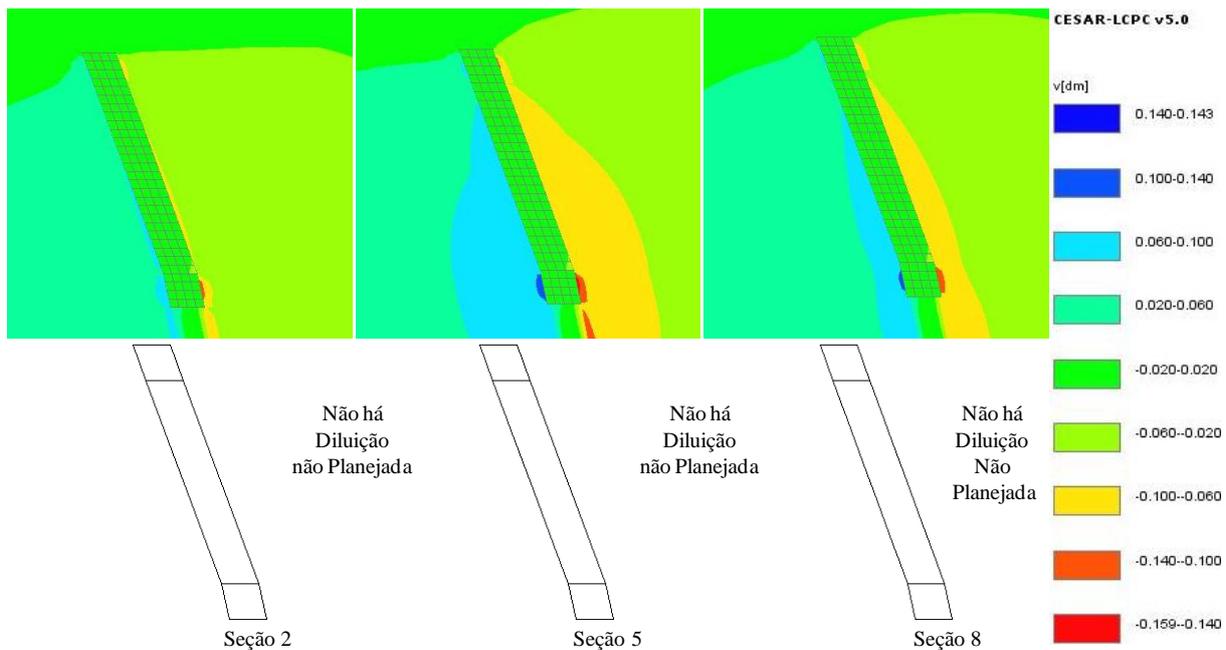


Figura O.11 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ e $D = 0,0$.

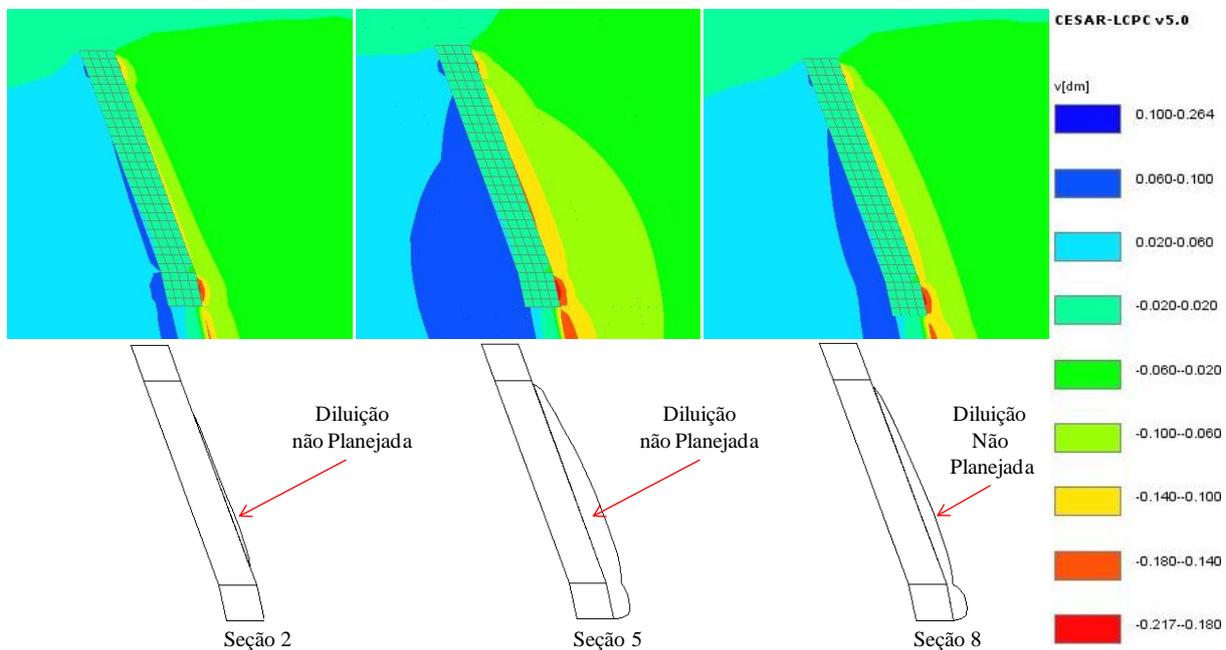


Figura O.12 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- e $D = 0,0$.

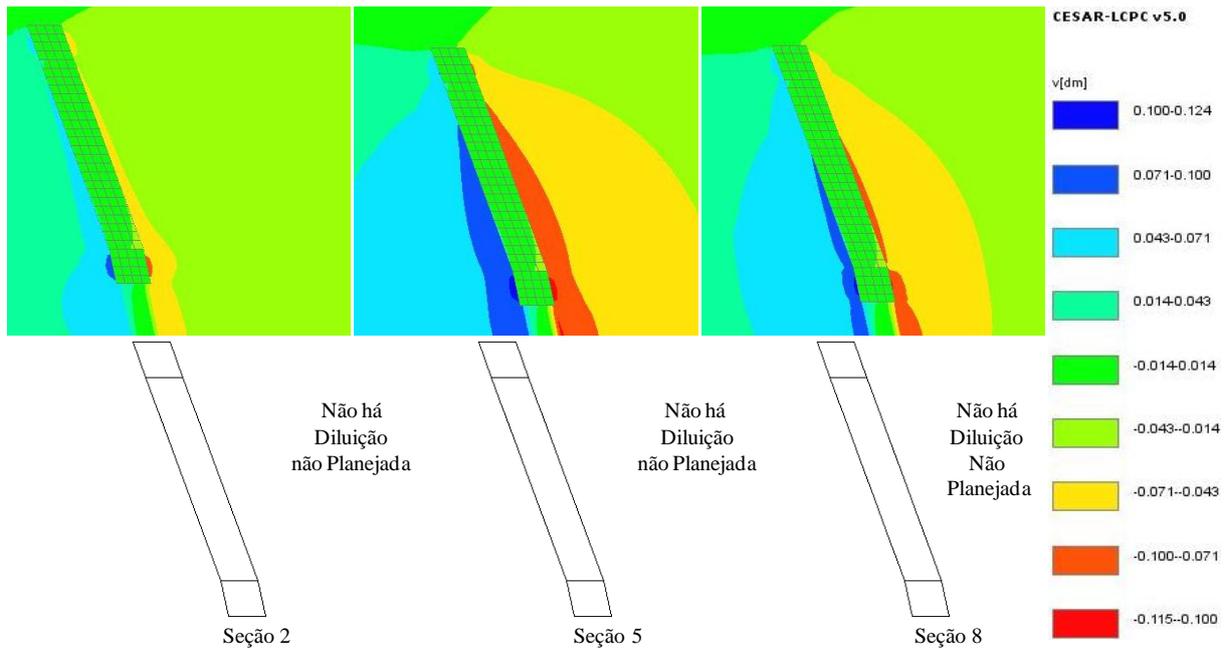


Figura O.13 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ e $D = 0,0$.

APÊNDICE P – SEÇÕES NUMÉRICAS DO CASO HIPOTÉTICO

Neste apêndice, apresentam-se as seções transversais à direção do realce, referentes às simulações numéricas do estudo de caso Hipotético. Utilizaram-se estas seções para calcular a área e o volume de deslocamento e, por conseguinte a diluição não planejada de minério. As seções apresentam-se separadas por simulações numéricas relativas aos comprimentos de realce iguais a 45, 60 e 75 m, e aos efeitos de detonação D iguais a 0,8, 0,4 e 0,0. Devido ao número elevado de seções por realce (Figura P.1), apresentam-se somente as seções selecionadas nos diferentes comprimentos de realces, presentes na referida figura.

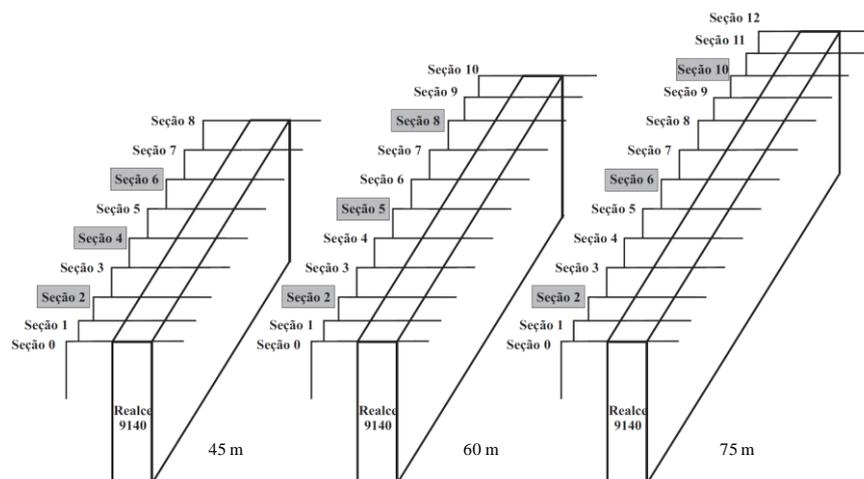


Figura P.1 – Seções transversais ao realce 9140 analisadas no estudo de caso hipotético.

P.1 – REALCE DE 45 m E EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,8

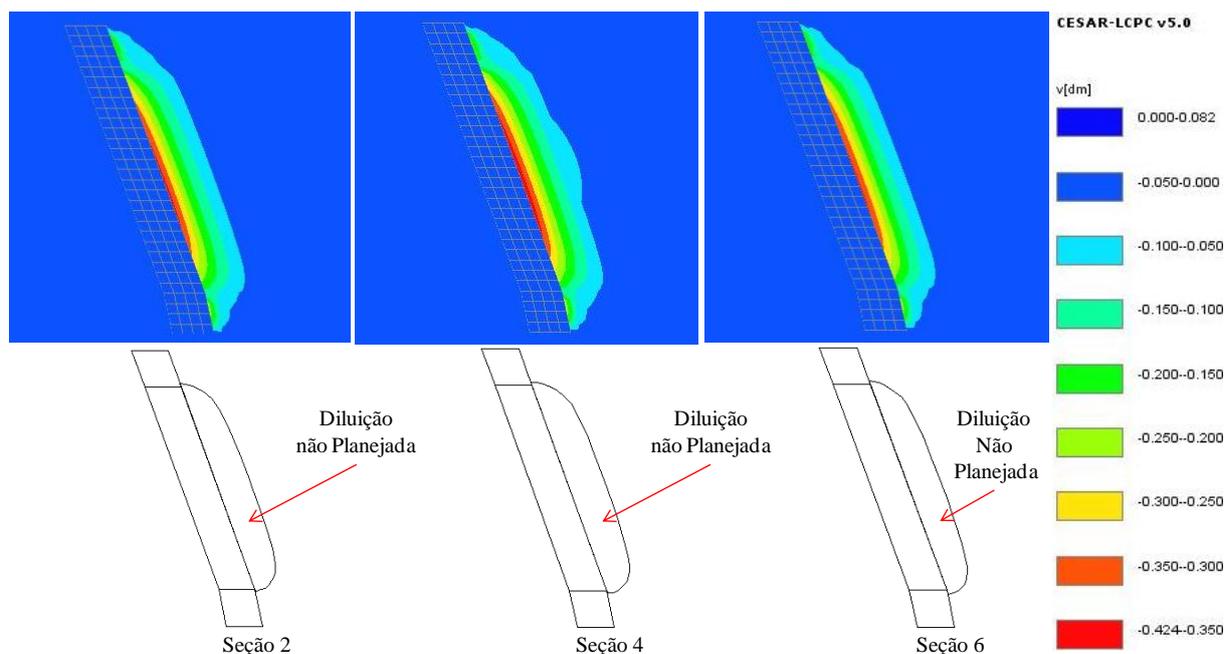


Figura P.2 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci} , E , $L = 45$ m e $D = 0,8$.

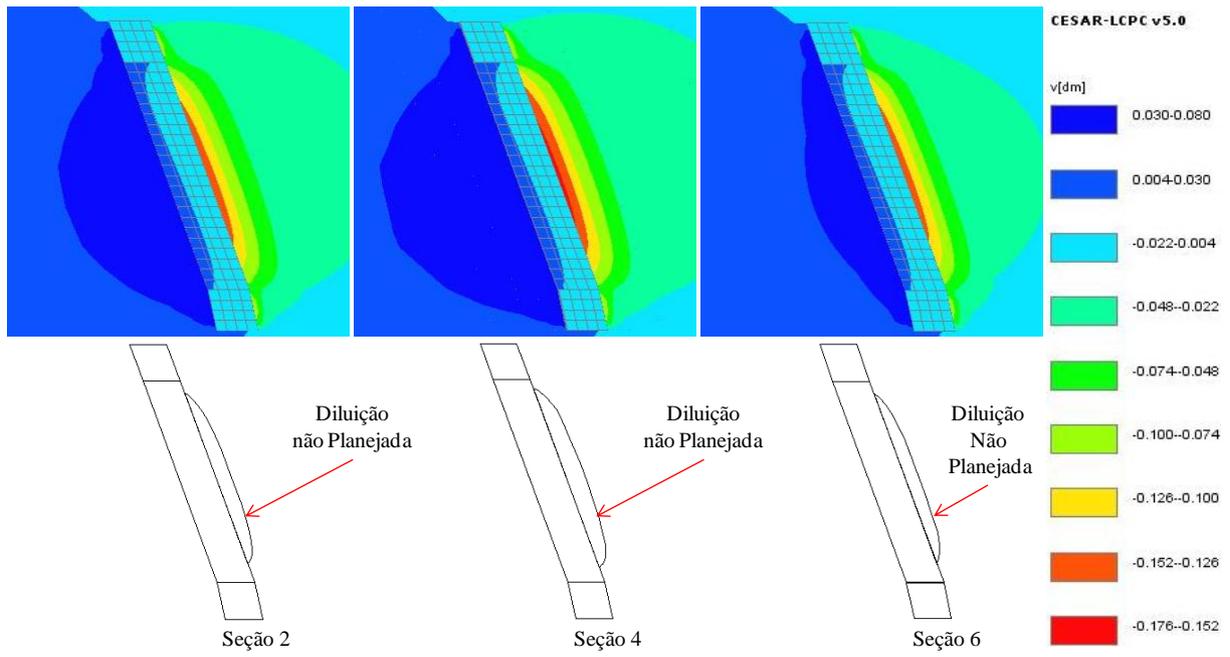


Figura P.3 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ , $L = 45$ m e $D = 0,8$.

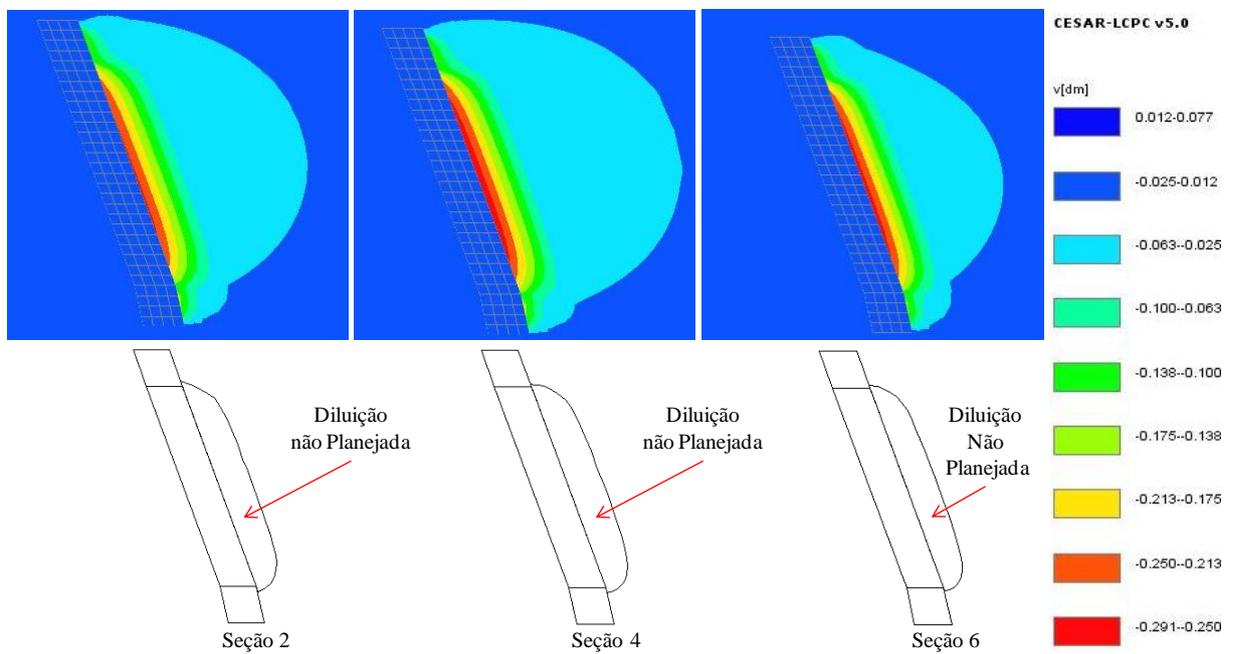


Figura P.4 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- , $L = 45$ m e $D = 0,8$.

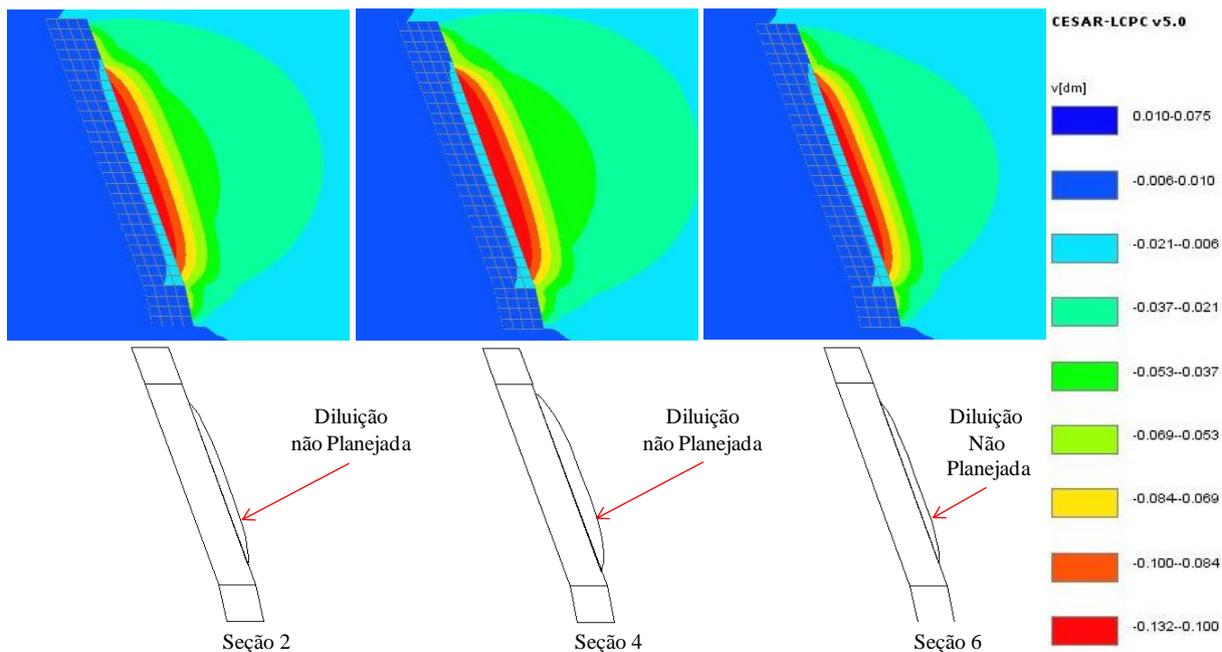


Figura P.5 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ , $L = 45$ m e $D = 0,8$.

P.2 – REALCE DE 45 m E EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,4

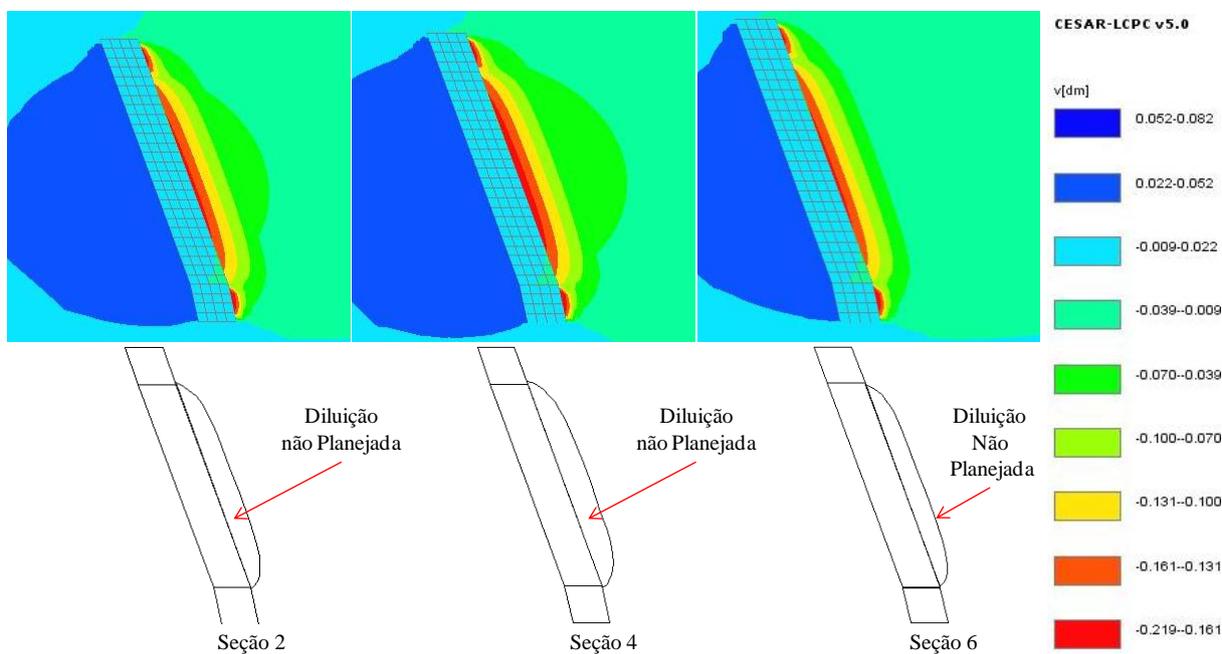


Figura P.6 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- , $L = 45$ m e $D = 0,4$.

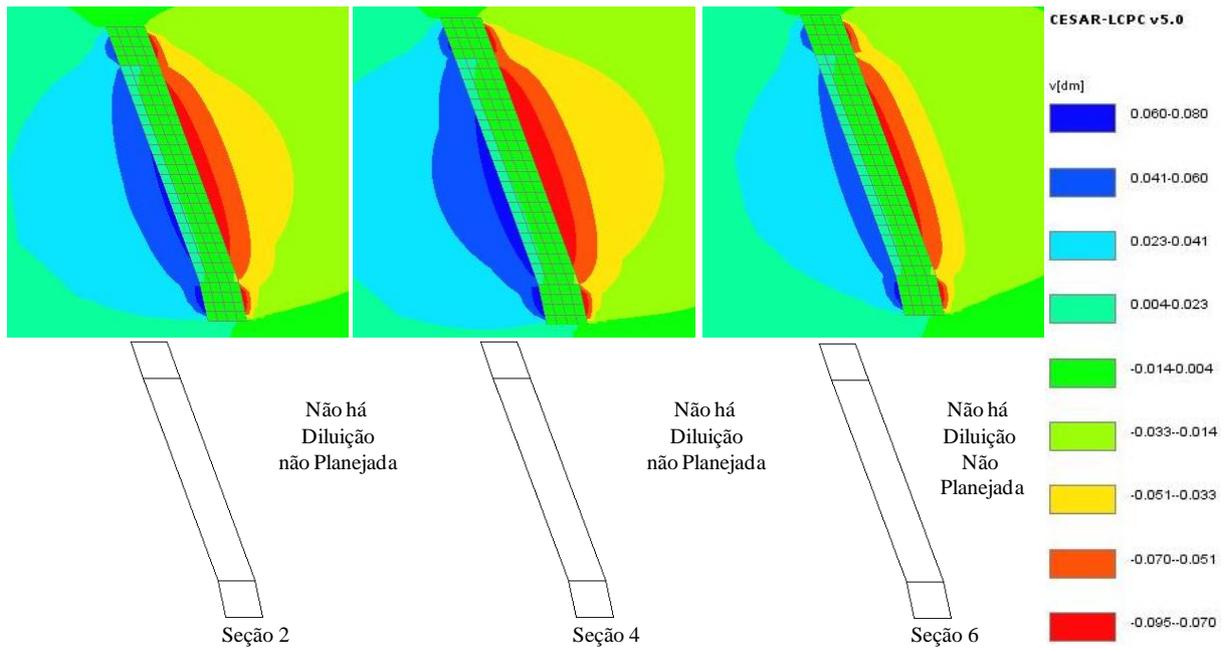


Figura P.7 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ , $L = 45$ m e $D = 0,4$.

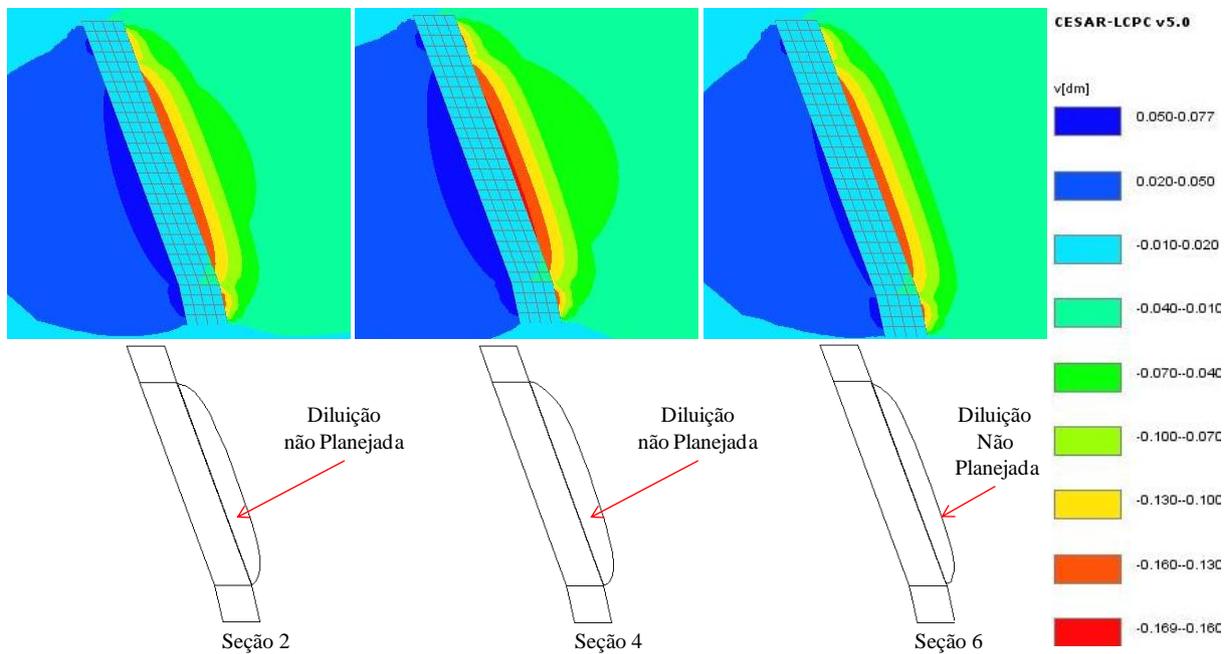


Figura P.8 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- , $L = 45$ m e $D = 0,4$.

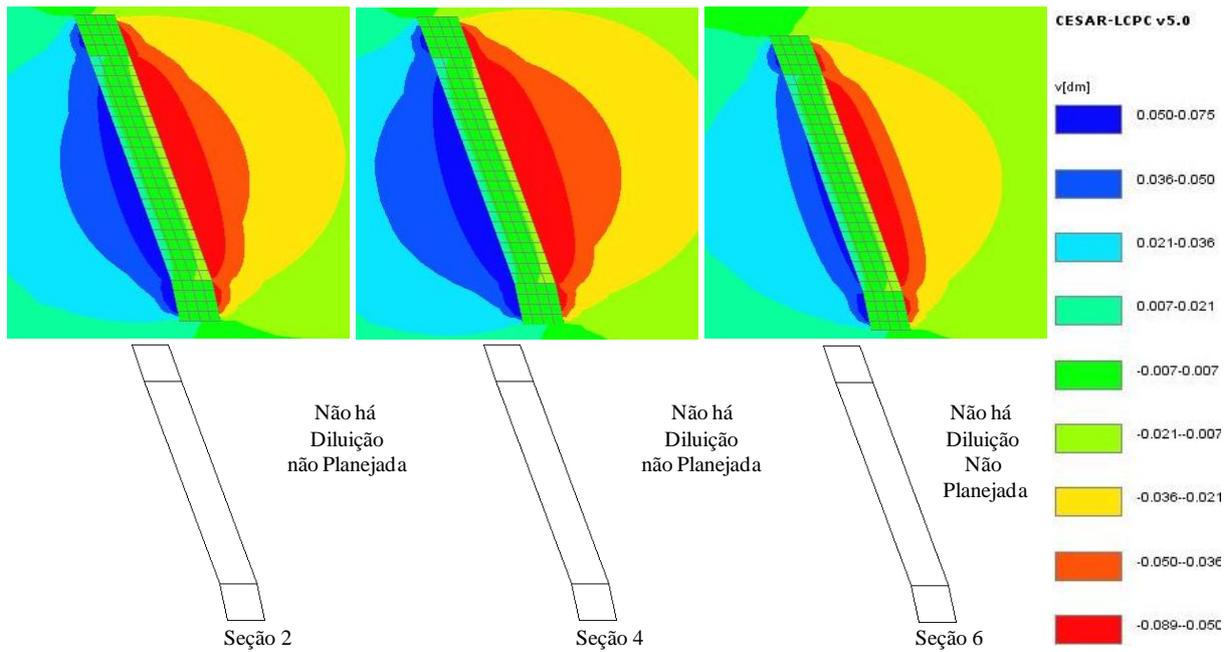


Figura P.9 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ , $L = 45$ m e $D = 0,4$.

P.3 – REALCE DE 45 m E EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,0

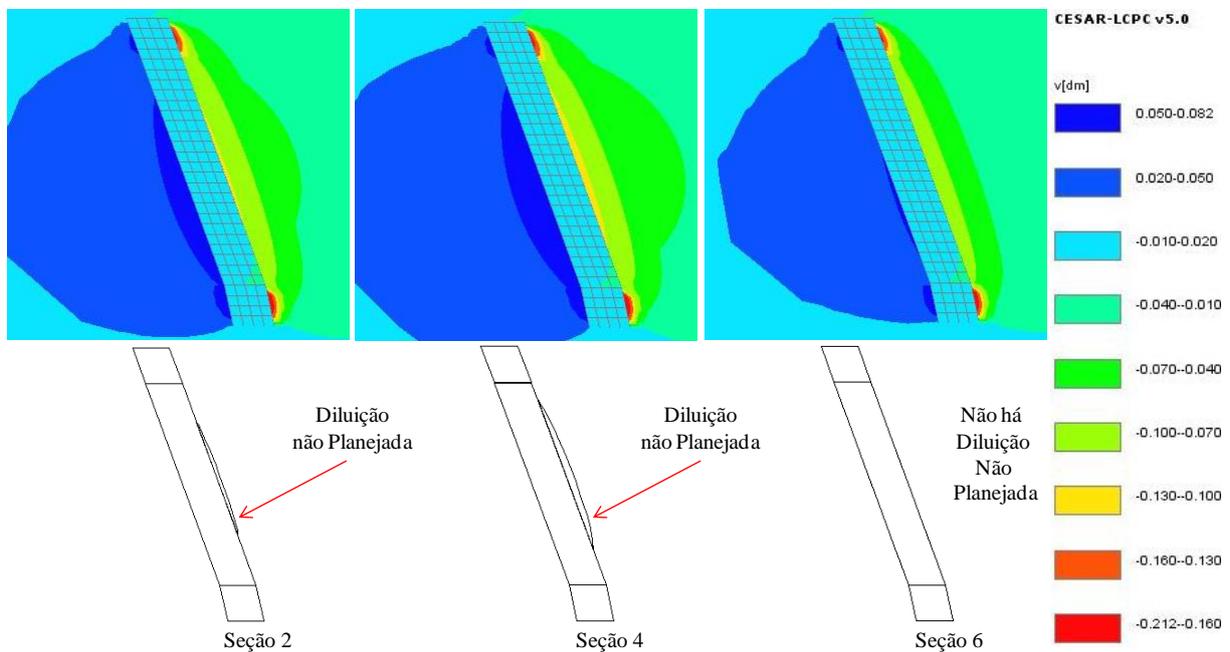


Figura P.10 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- , $L = 45$ m e $D = 0,0$.

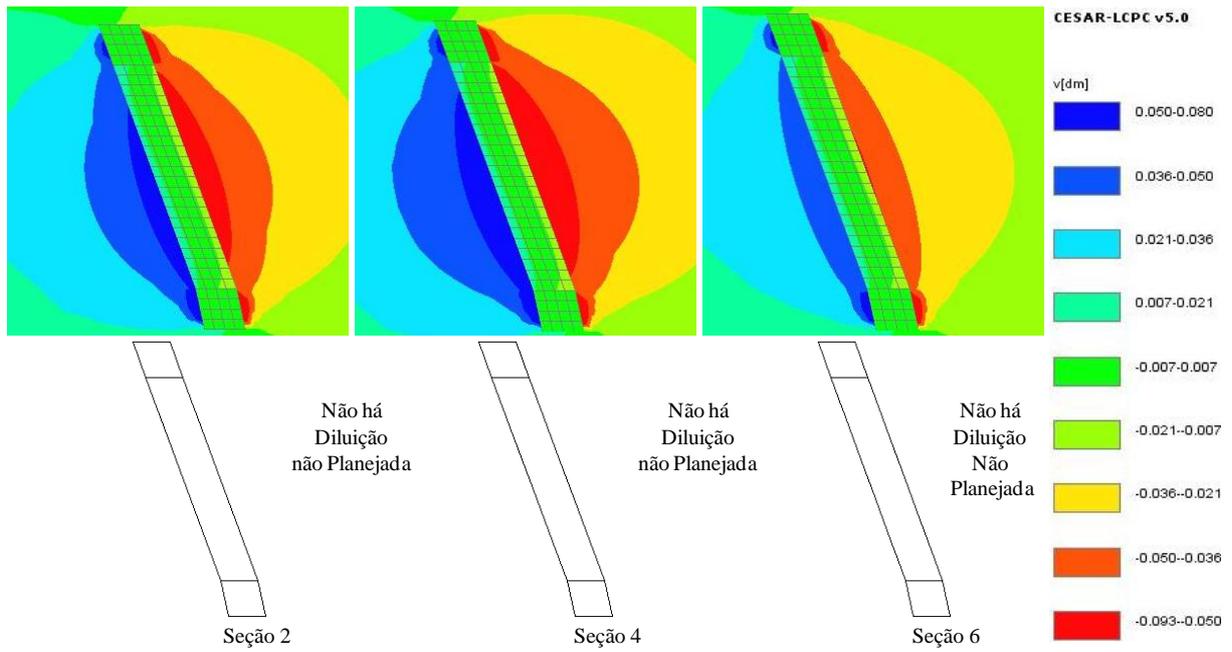


Figura P.11 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ , $L = 45$ m e $D = 0,0$.

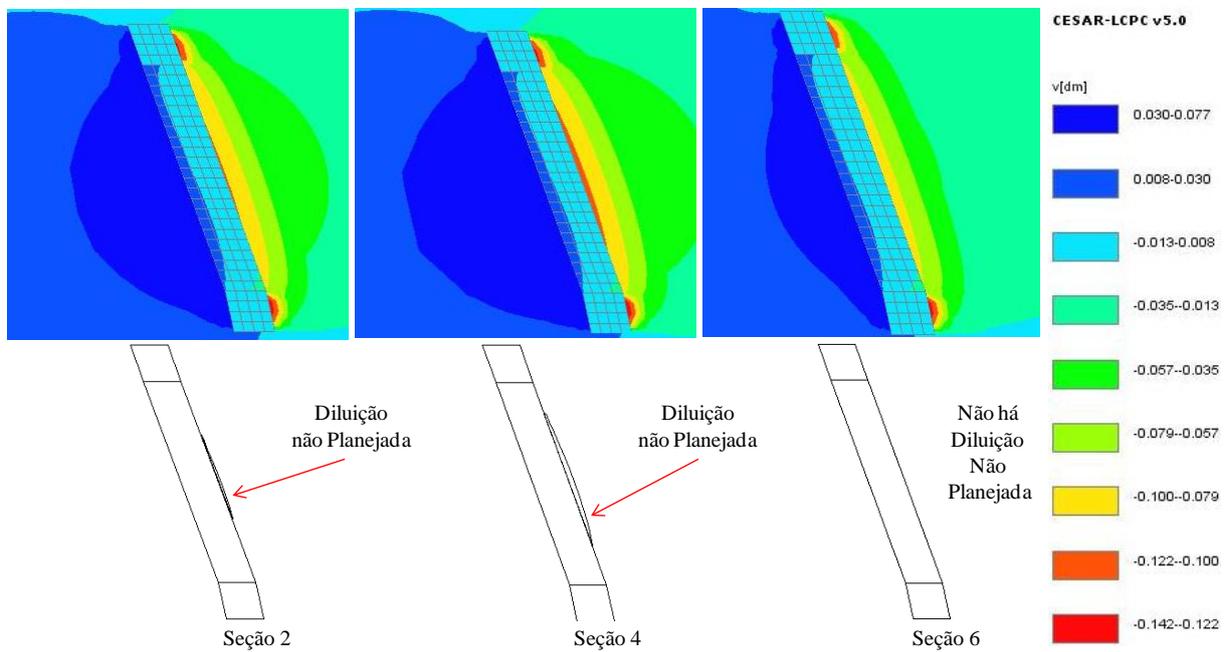


Figura P.12 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- , $L = 45$ m e $D = 0,0$.

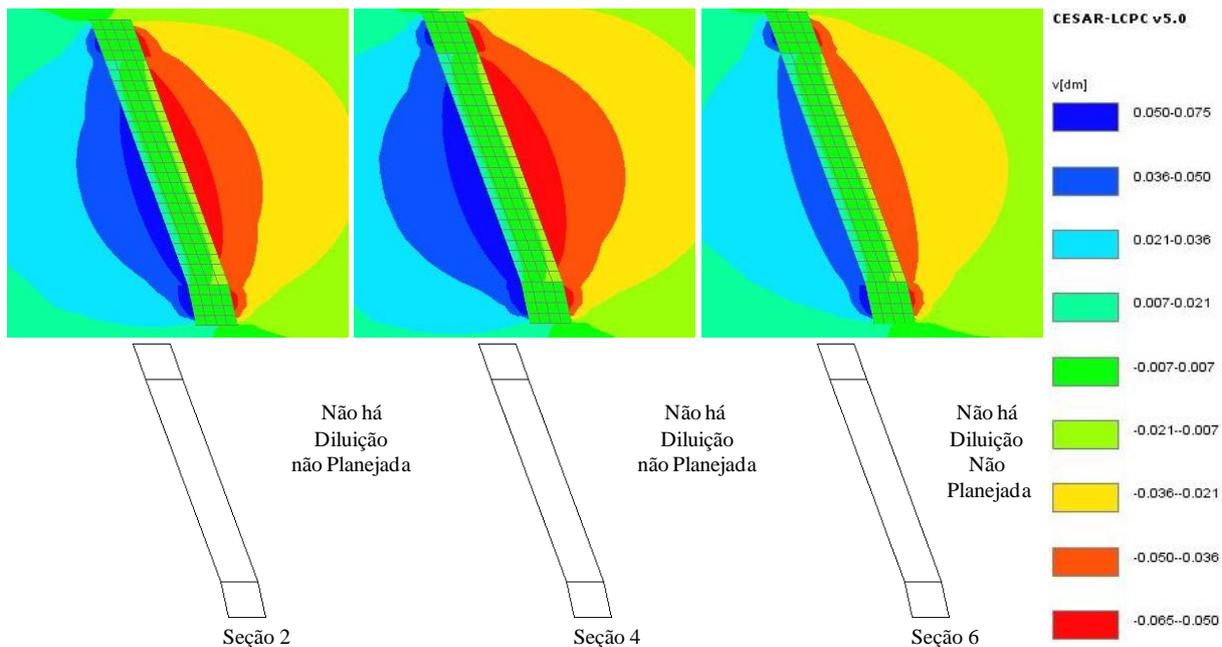


Figura P.13 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ , $L = 45$ m e $D = 0,0$.

P.4 – REALCE DE 60 m E EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,8

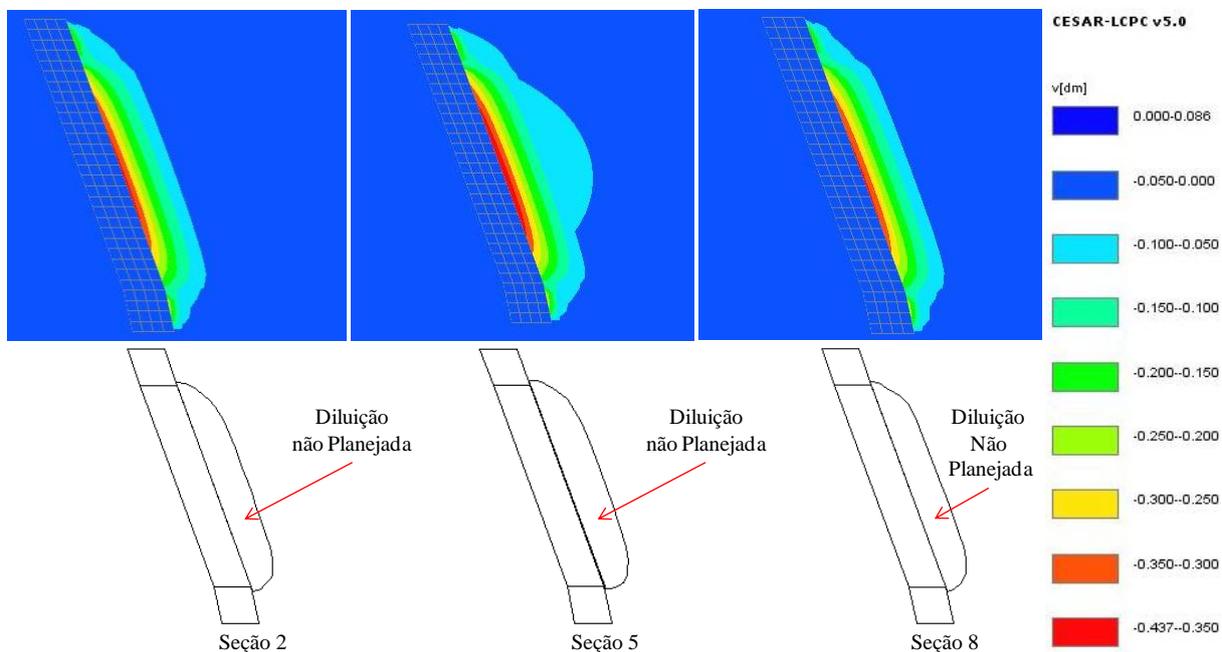


Figura P.14 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- , $L = 60$ m e $D = 0,8$.

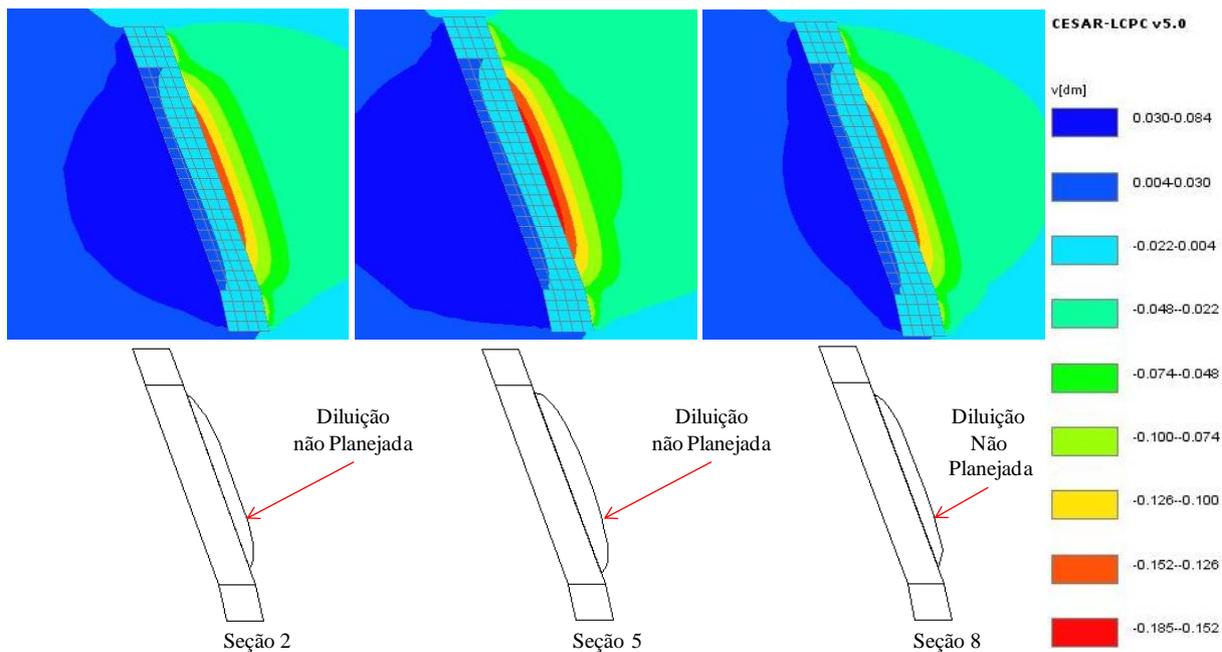


Figura P.15 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ , $L = 60$ m e $D = 0,8$.

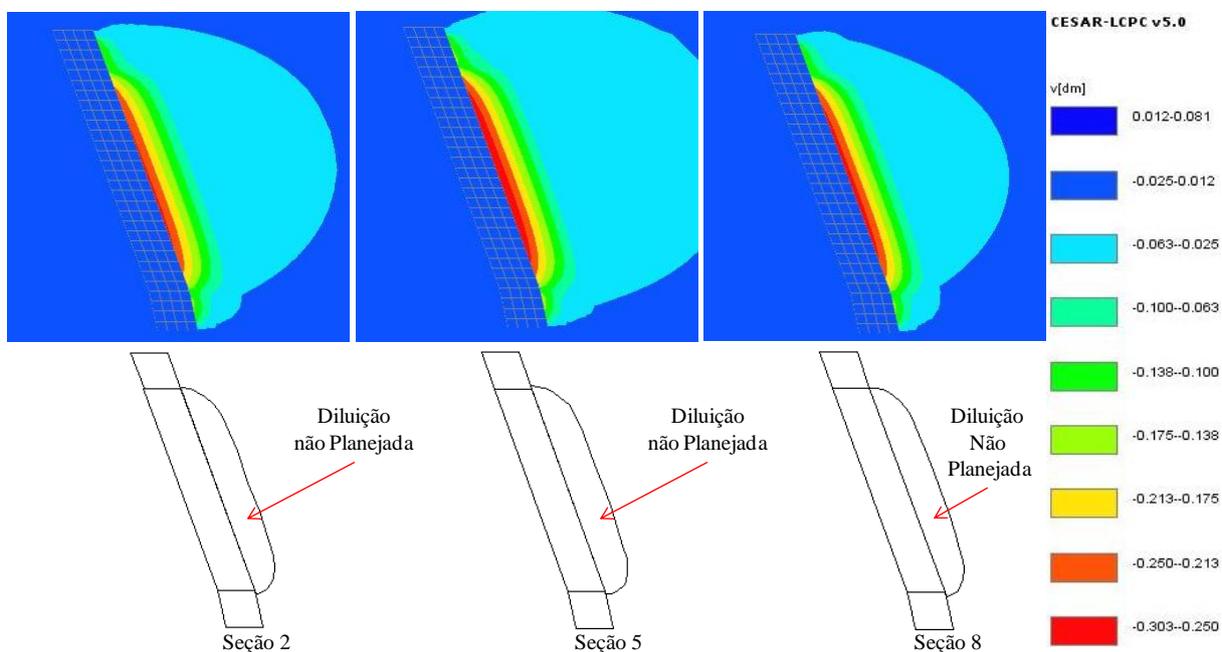


Figura P.16 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- , $L = 60$ m e $D = 0,8$.

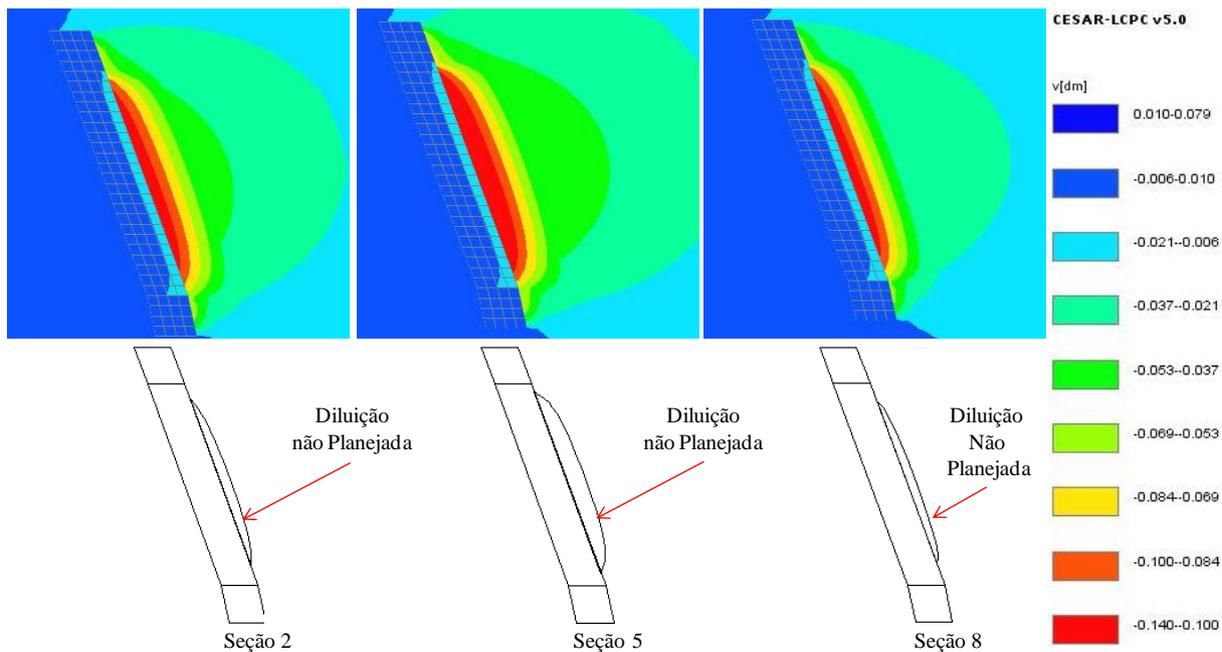


Figura P.17 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ , $L = 60$ m e $D = 0,8$.

P.5 – REALCE DE 60 m E EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,4

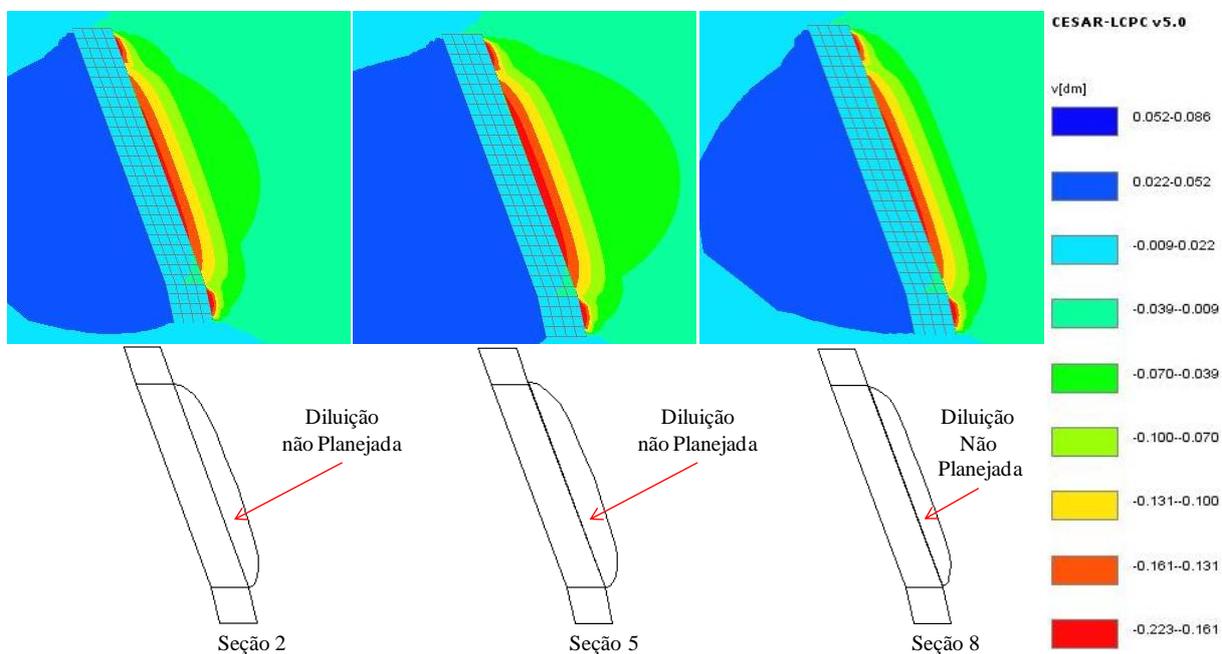


Figura P.18 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- , $L = 60$ m e $D = 0,4$.

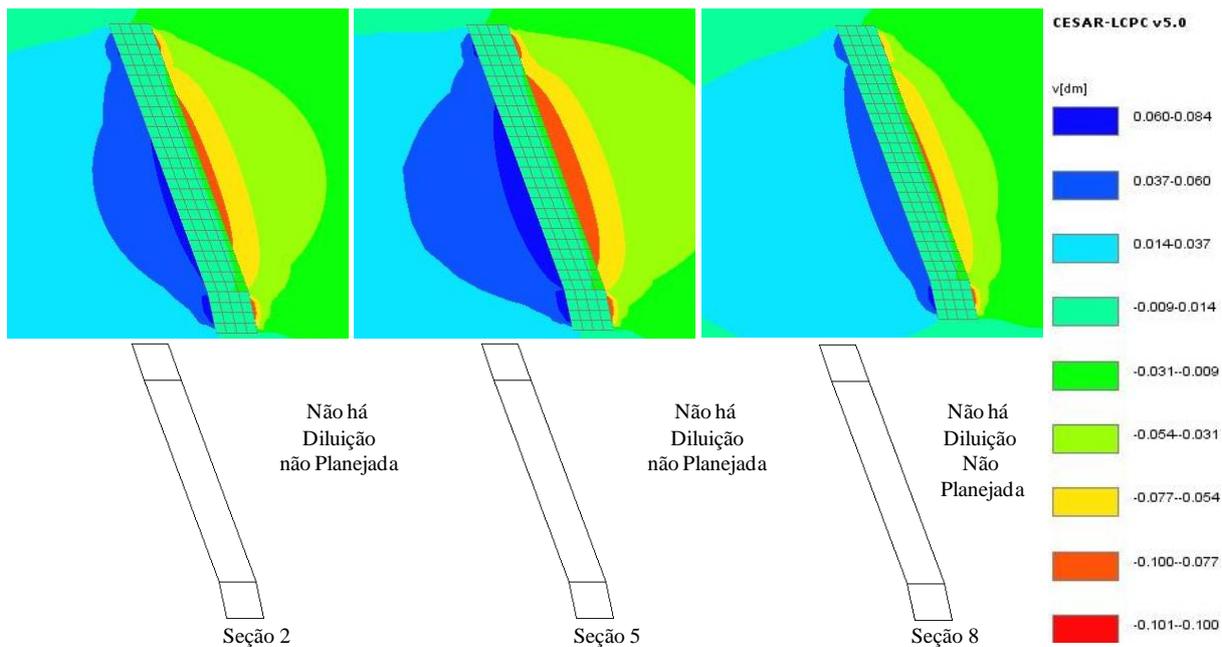


Figura P.19 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ , $L = 60$ m e $D = 0,4$.

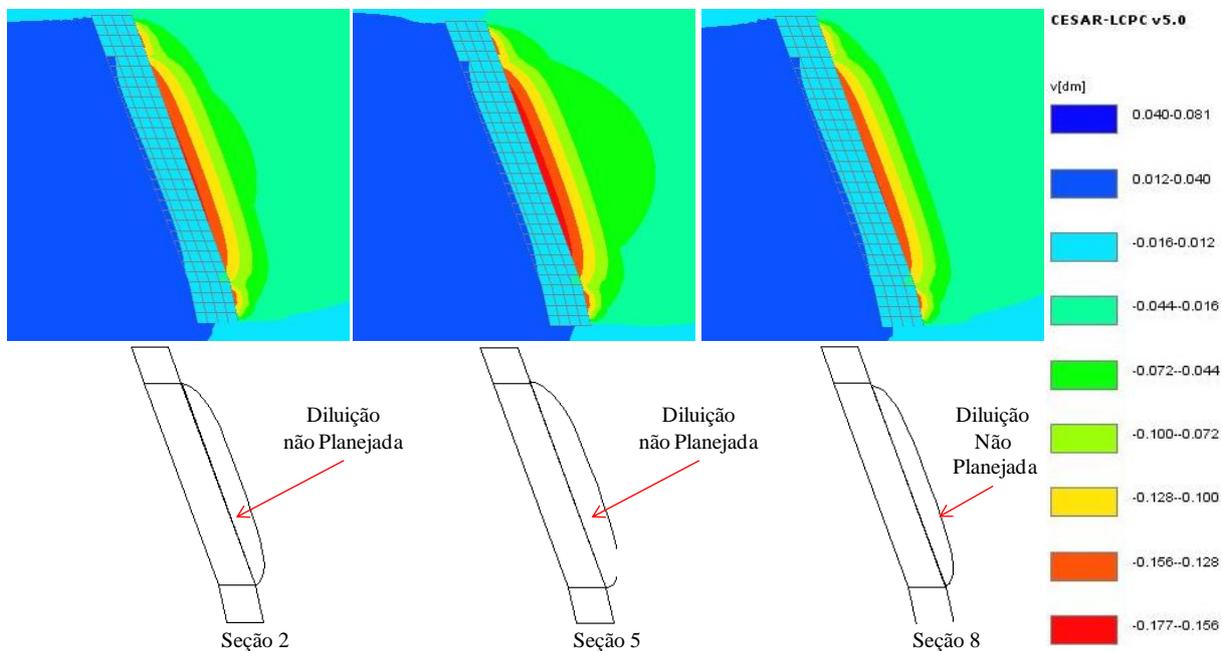


Figura P.20 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- , $L = 60$ m e $D = 0,4$.

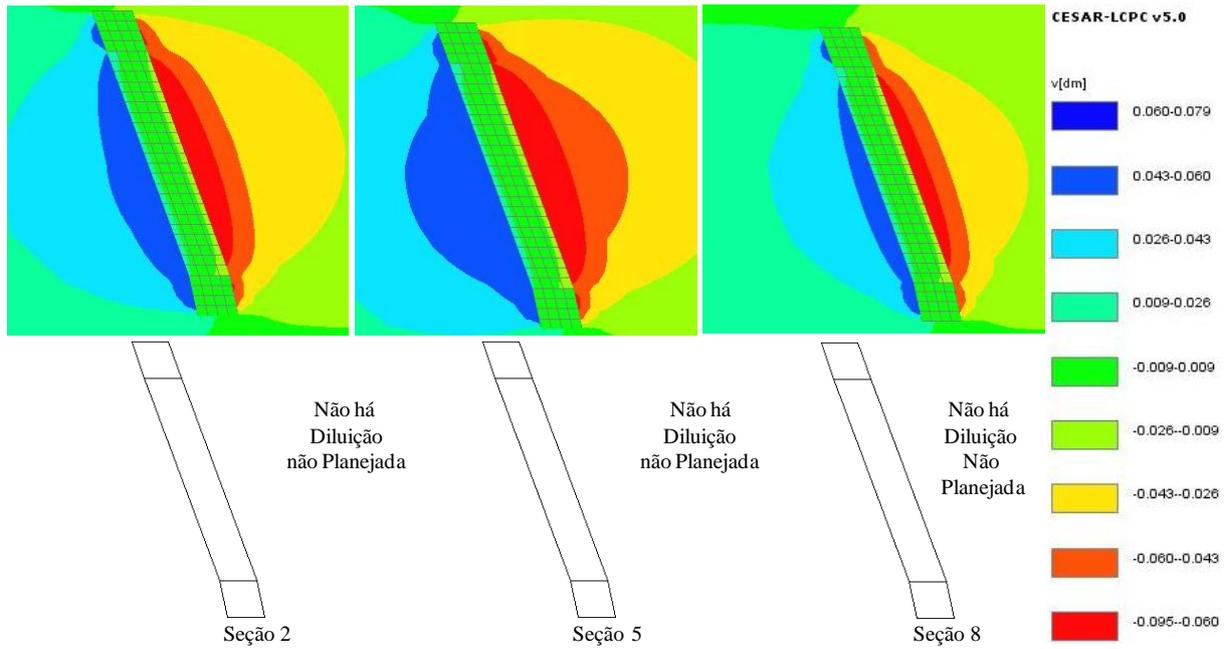


Figura P.21 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ , $L = 60$ m e $D = 0,4$.

P.6 – REALCE DE 60 m E EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,0

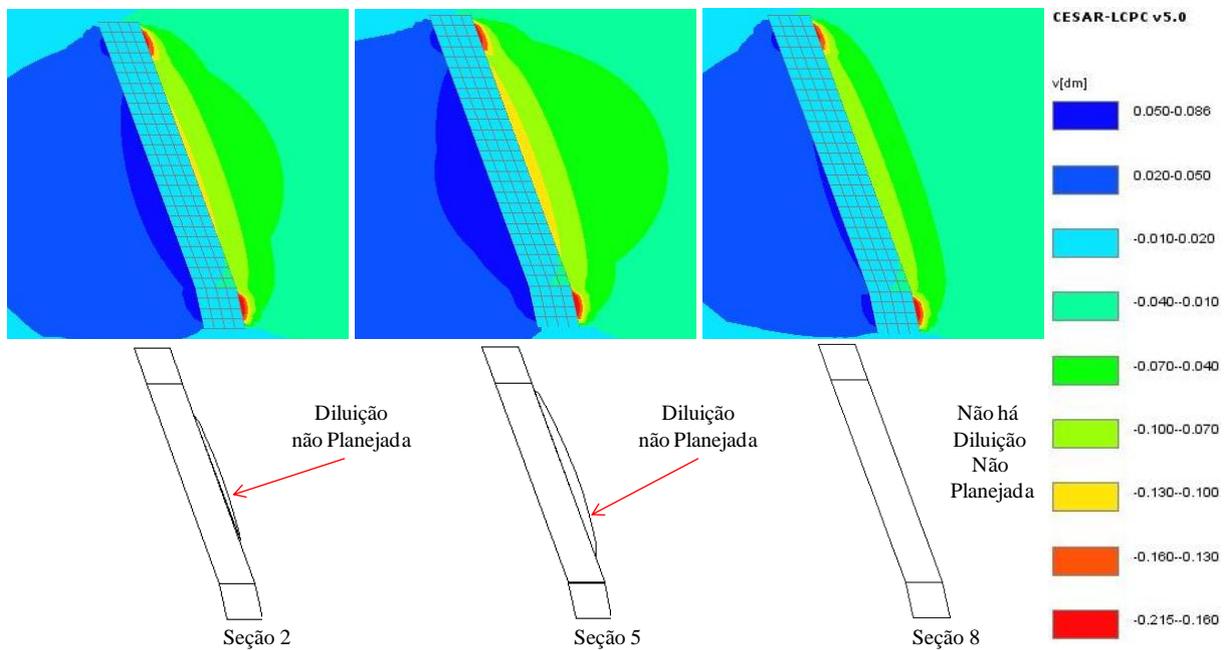


Figura P.22 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- , $L = 60$ m e $D = 0,0$.

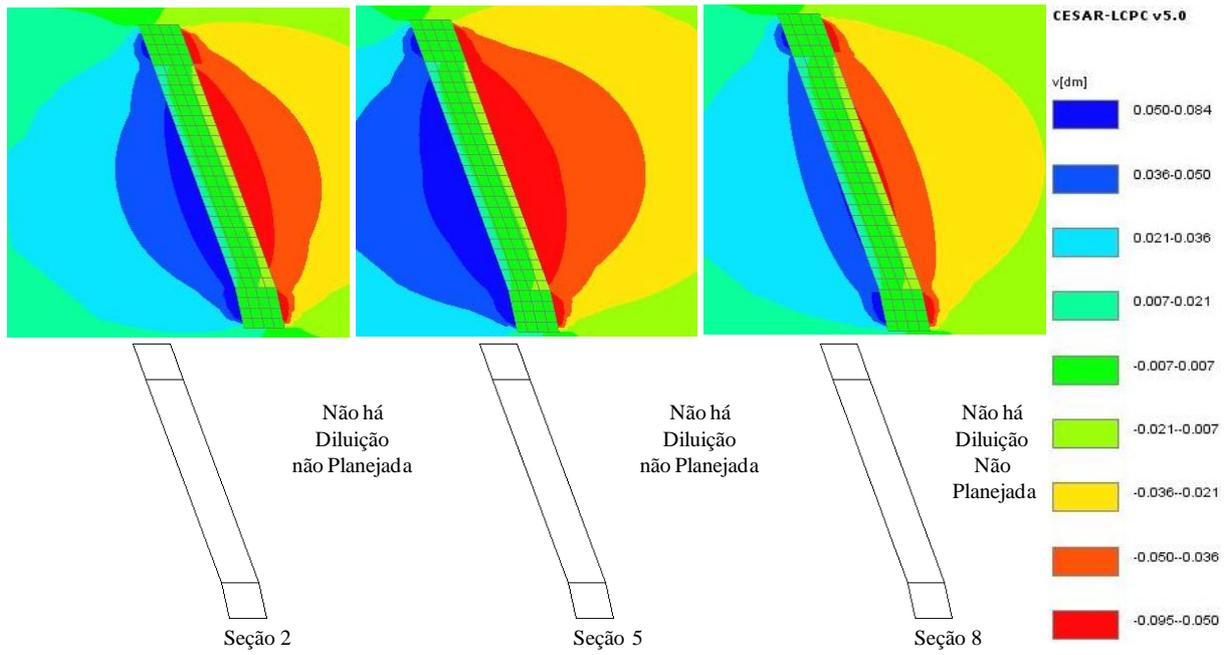


Figura P.23 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ , $L = 60$ m e $D = 0,0$.

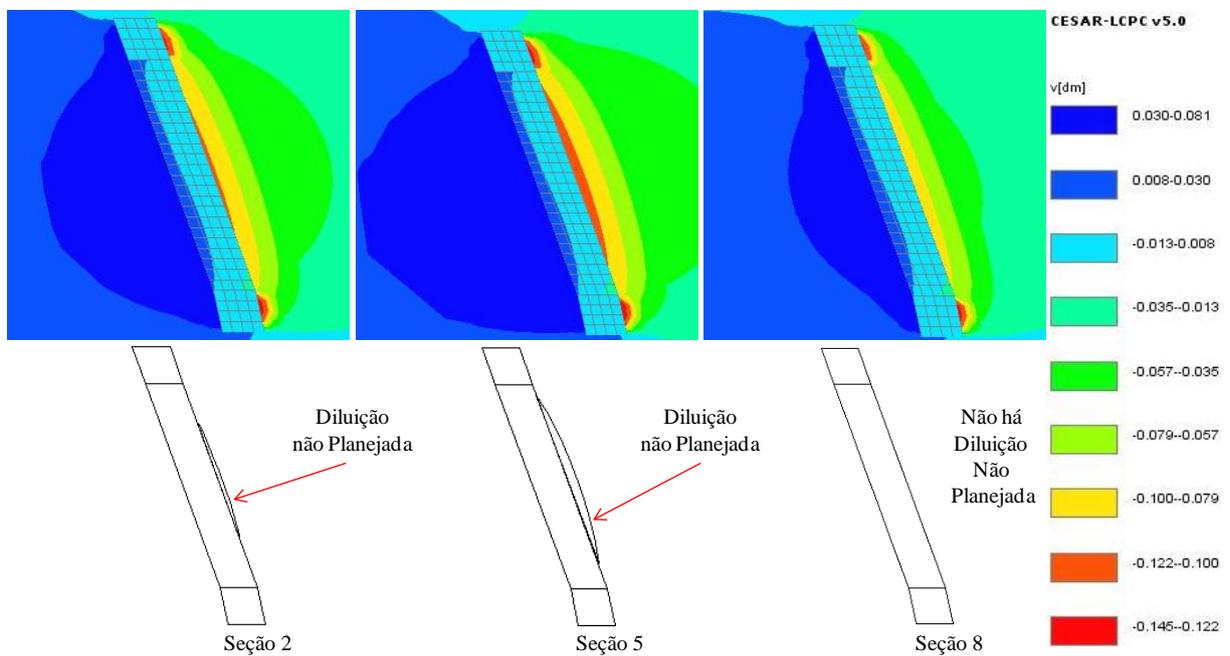


Figura P.24 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- , $L = 60$ m e $D = 0,0$.

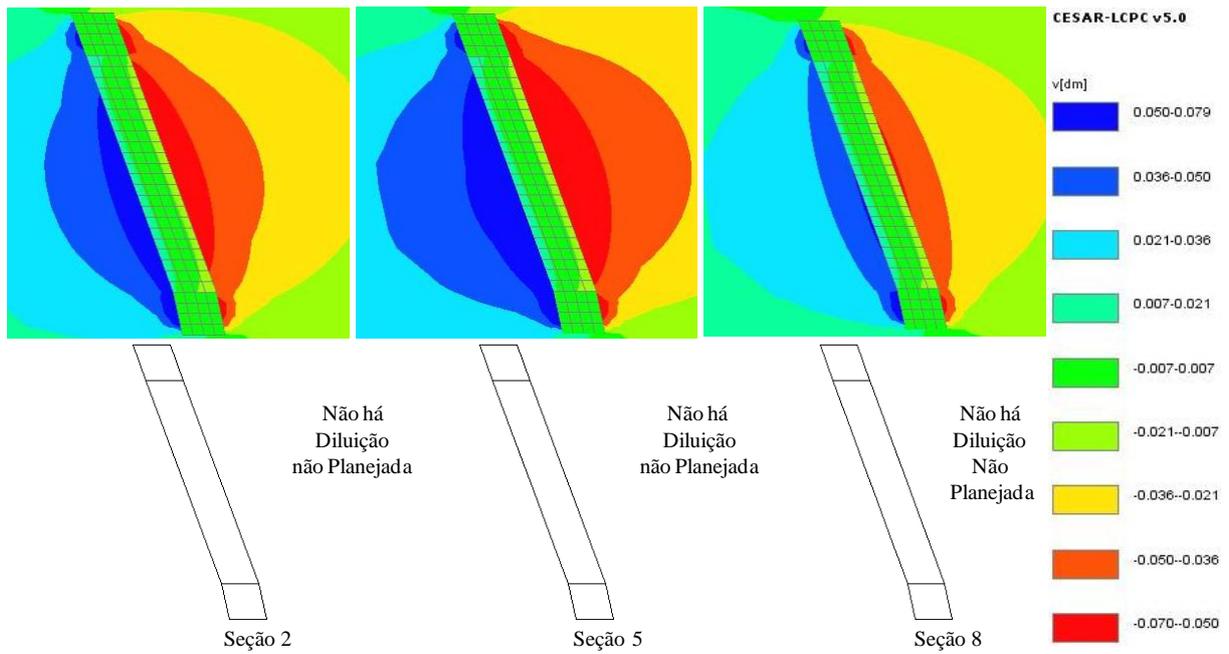


Figura P.25 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ , $L = 60$ m e $D = 0,0$.

P.7 – REALCE DE 75 m E EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,8

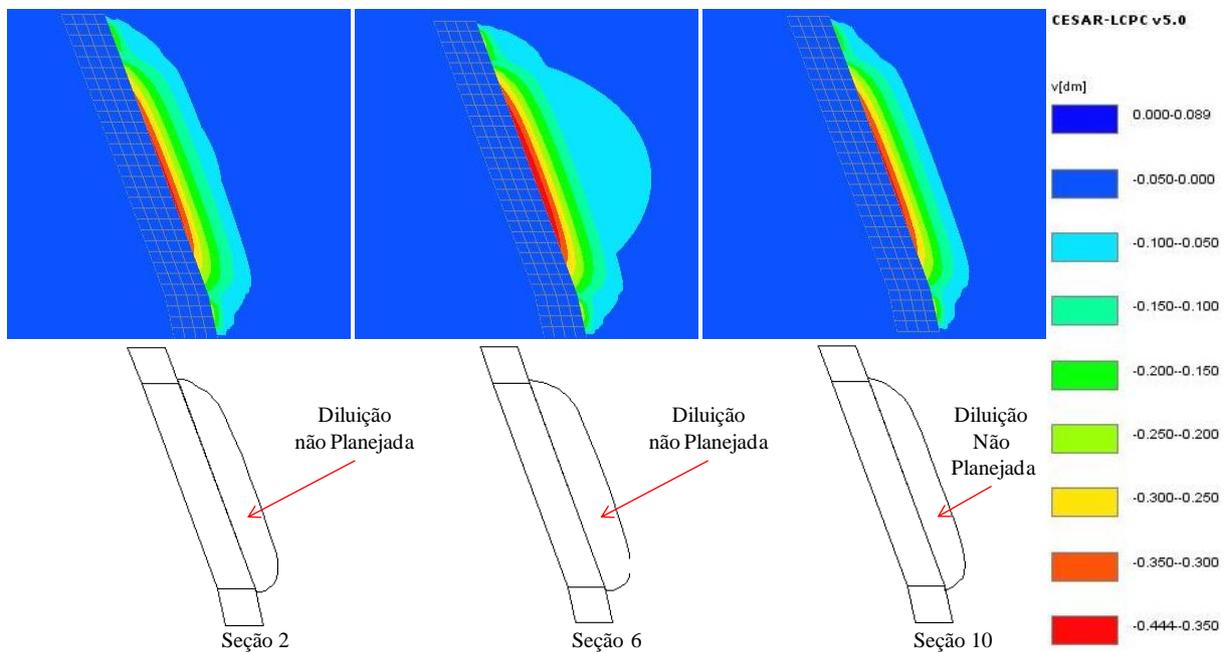


Figura P. 26 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- , $L = 75$ m e $D = 0,8$.

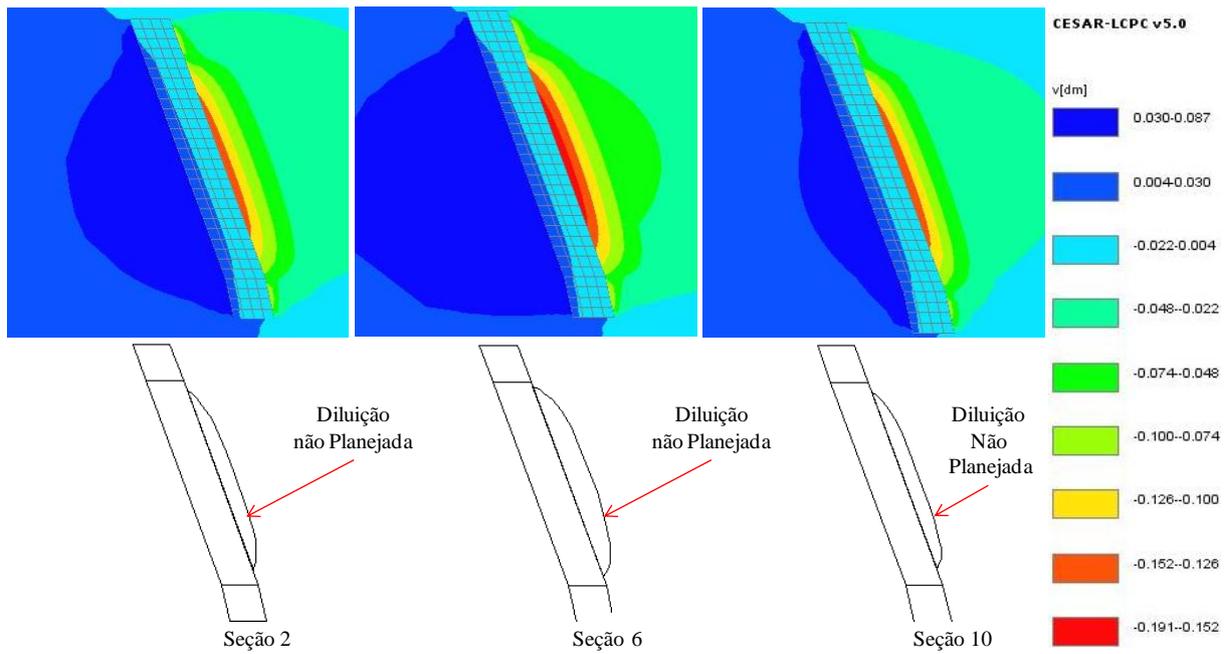


Figura P. 27 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ , $L = 75$ m e $D = 0,8$.

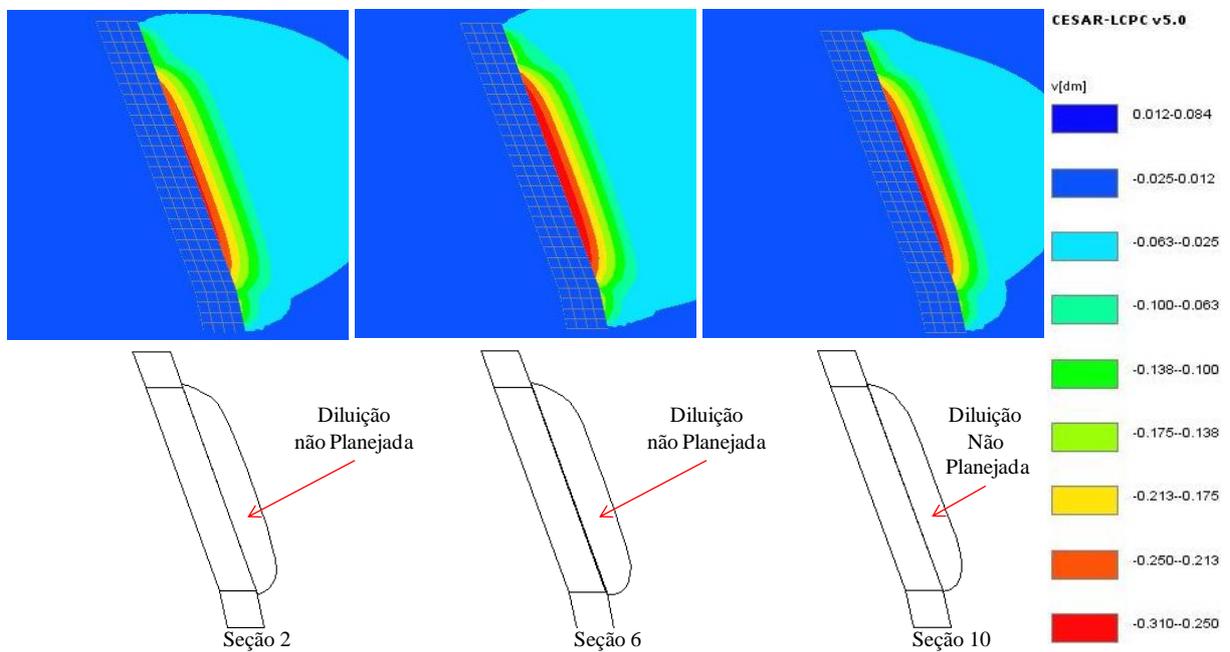


Figura P. 28 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- , $L = 75$ m e $D = 0,8$.

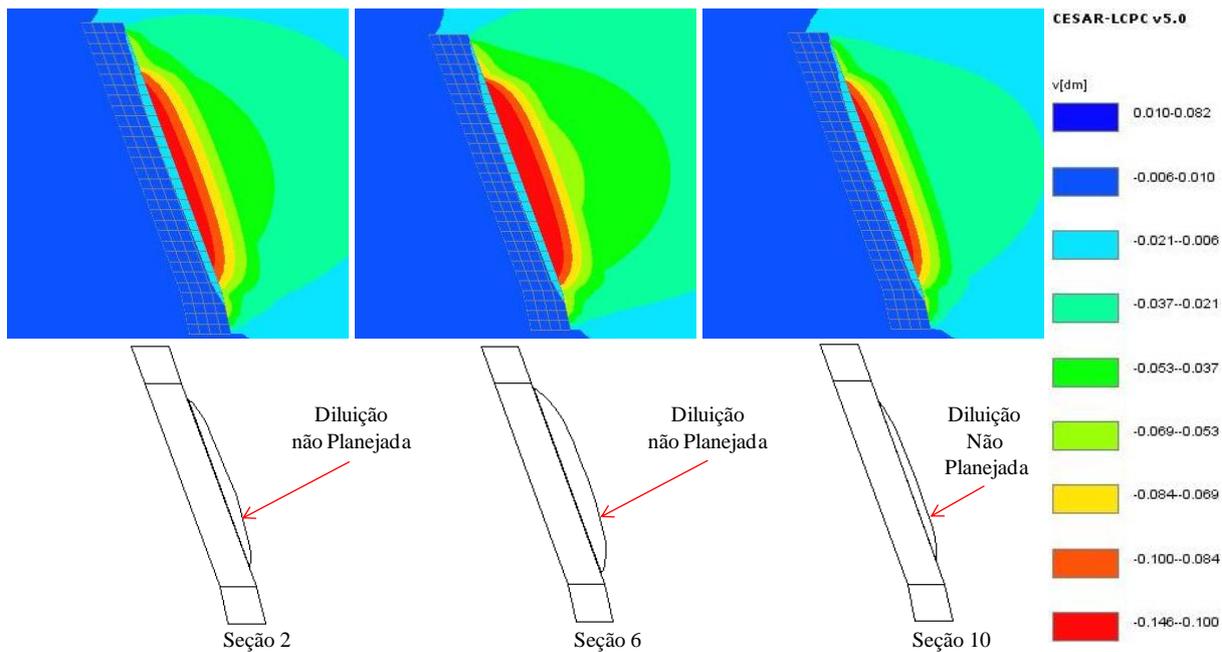


Figura P. 29 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ , $L = 75$ m e $D = 0,8$.

P.8 – REALCE DE 75 m E EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,4

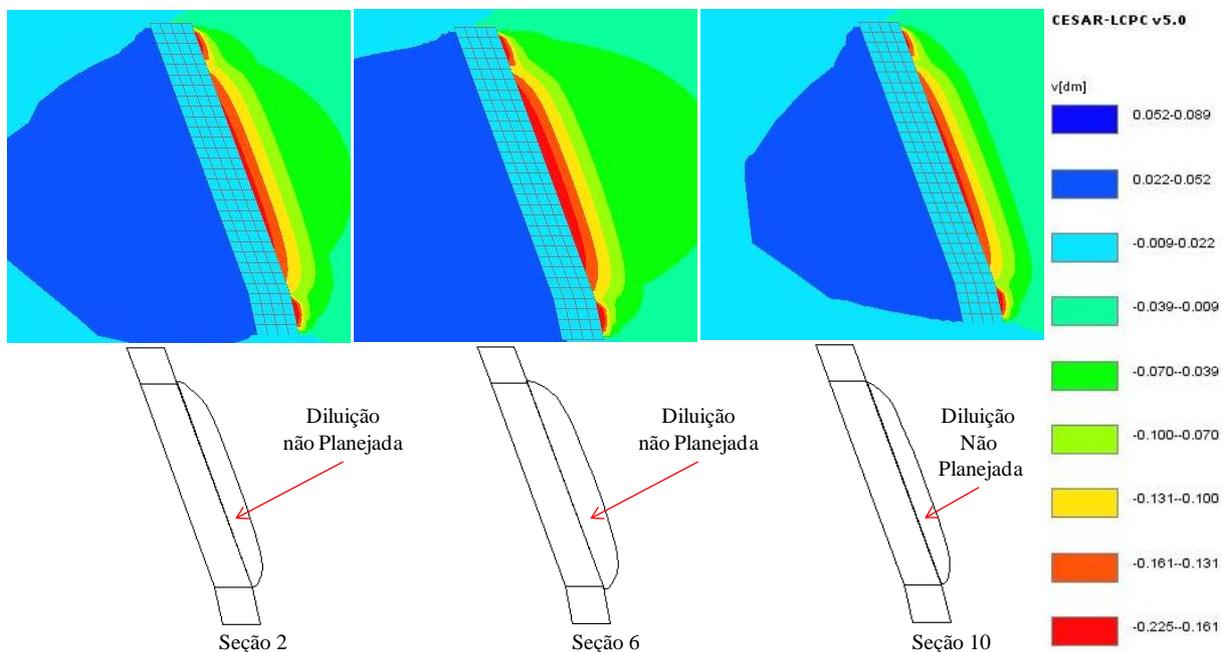


Figura P. 30 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- , $L = 75$ m e $D = 0,4$.

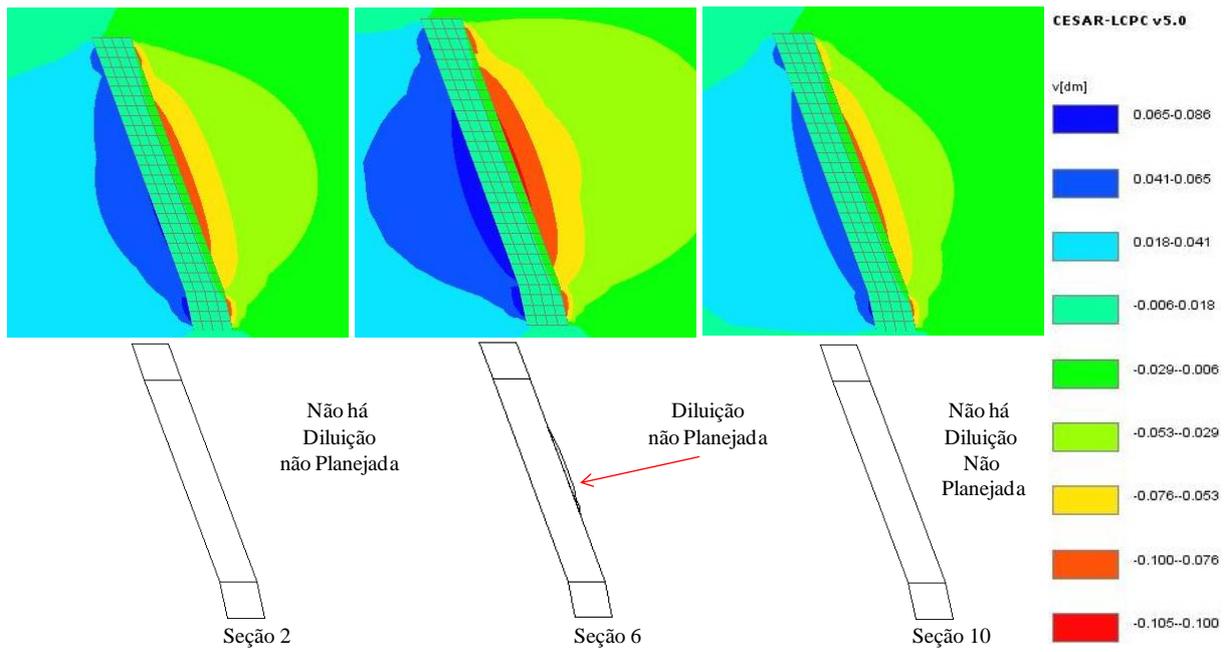


Figura P. 31 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ , $L = 75$ m e $D = 0,4$.

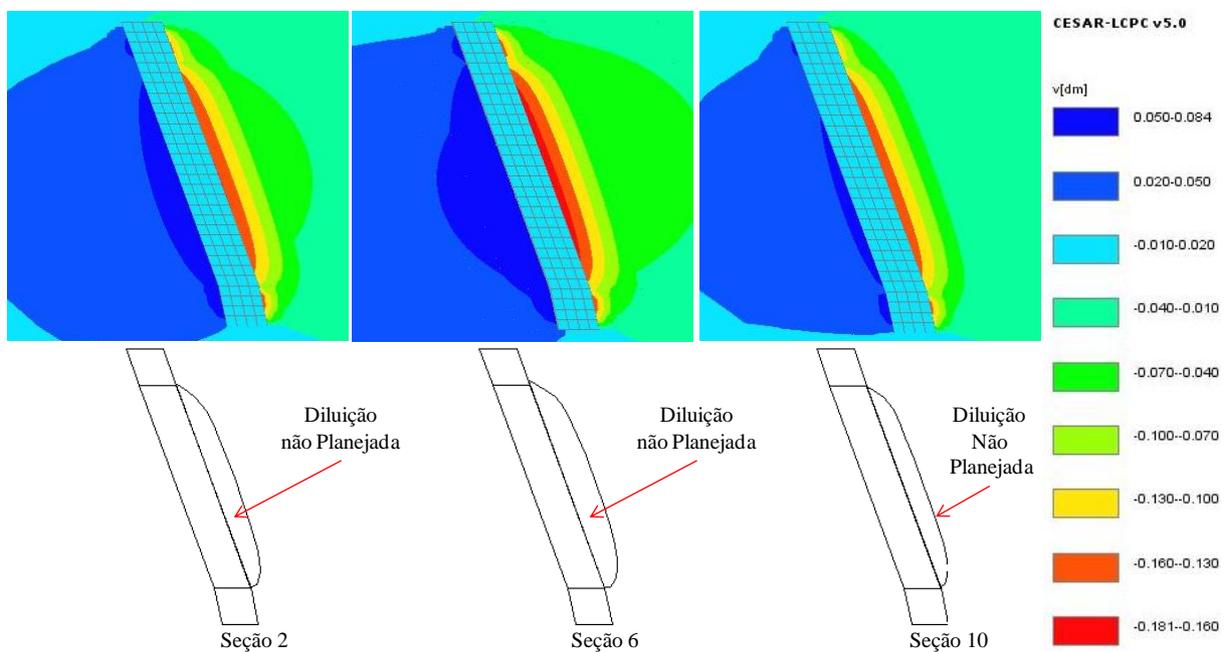


Figura P. 32 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- , $L = 75$ m e $D = 0,4$.

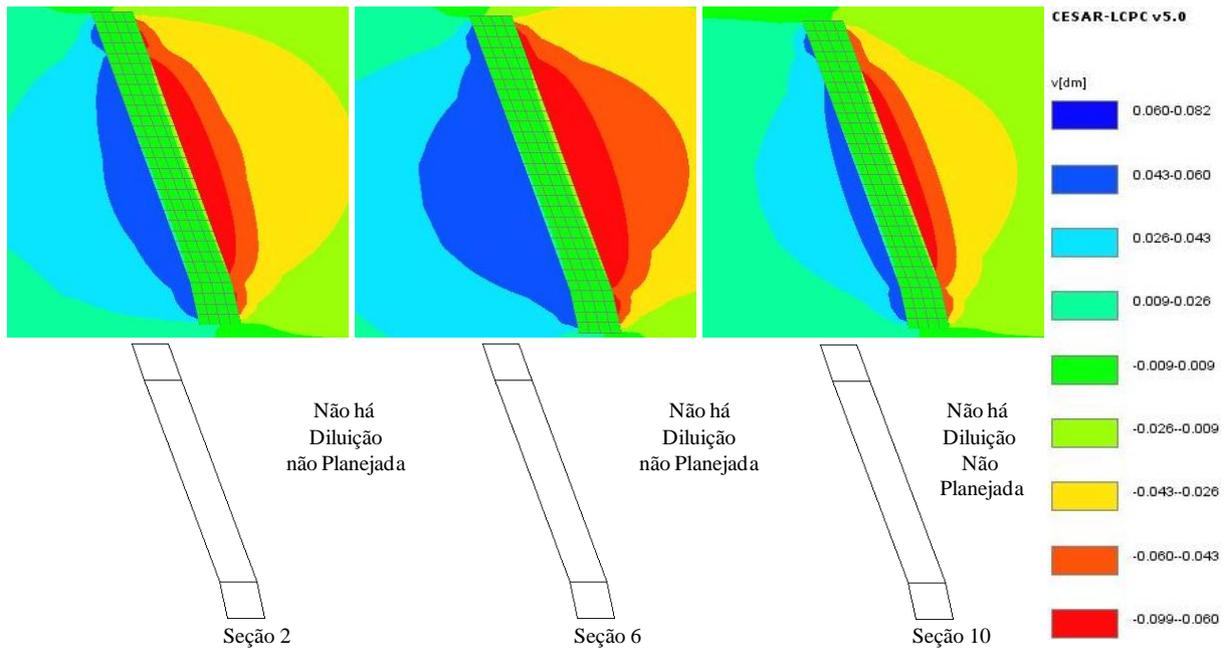


Figura P. 33 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ , $L = 75$ m e $D = 0,4$.

P.9 – REALCE DE 75 m E EFEITO DE DETONAÇÃO (D) IGUAL A 0,0

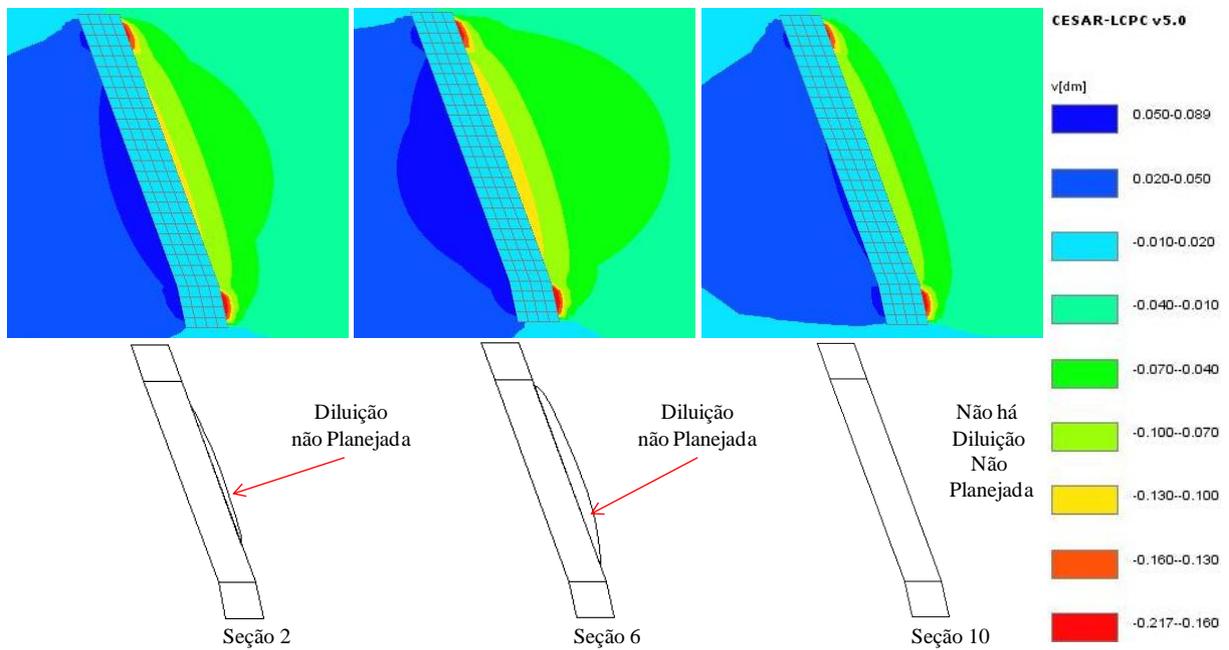


Figura P.34 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^- , $L = 75$ m e $D = 0,0$.

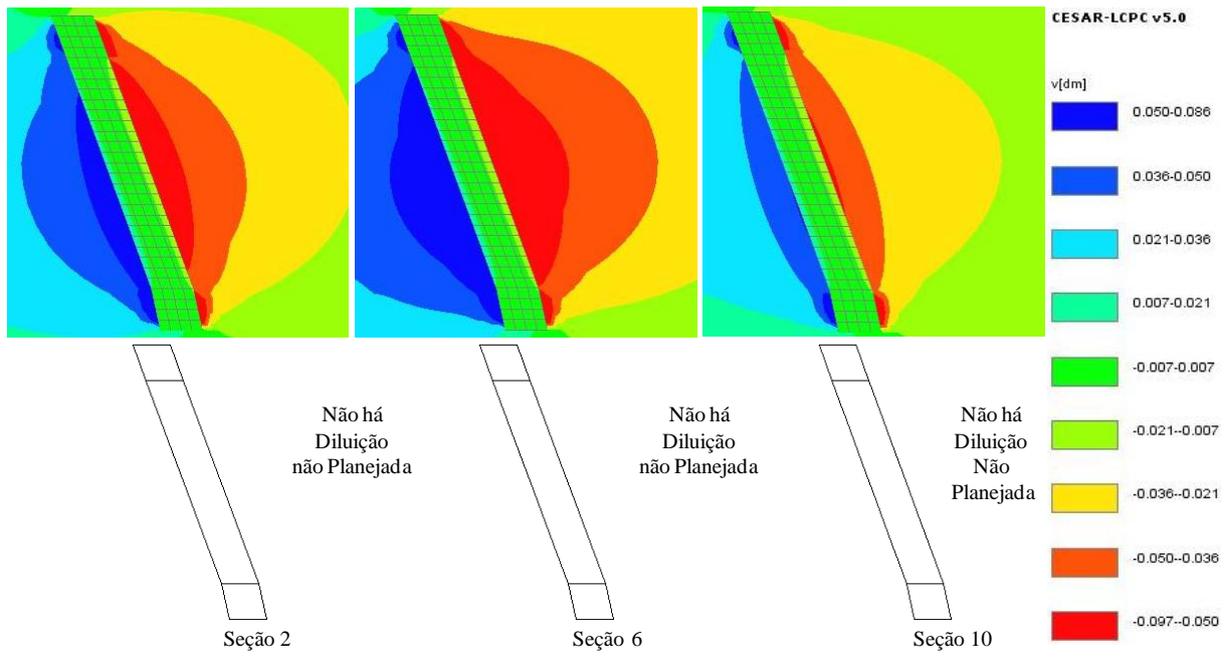


Figura P.35 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^- , E^+ , $L = 75$ m e $D = 0,0$.

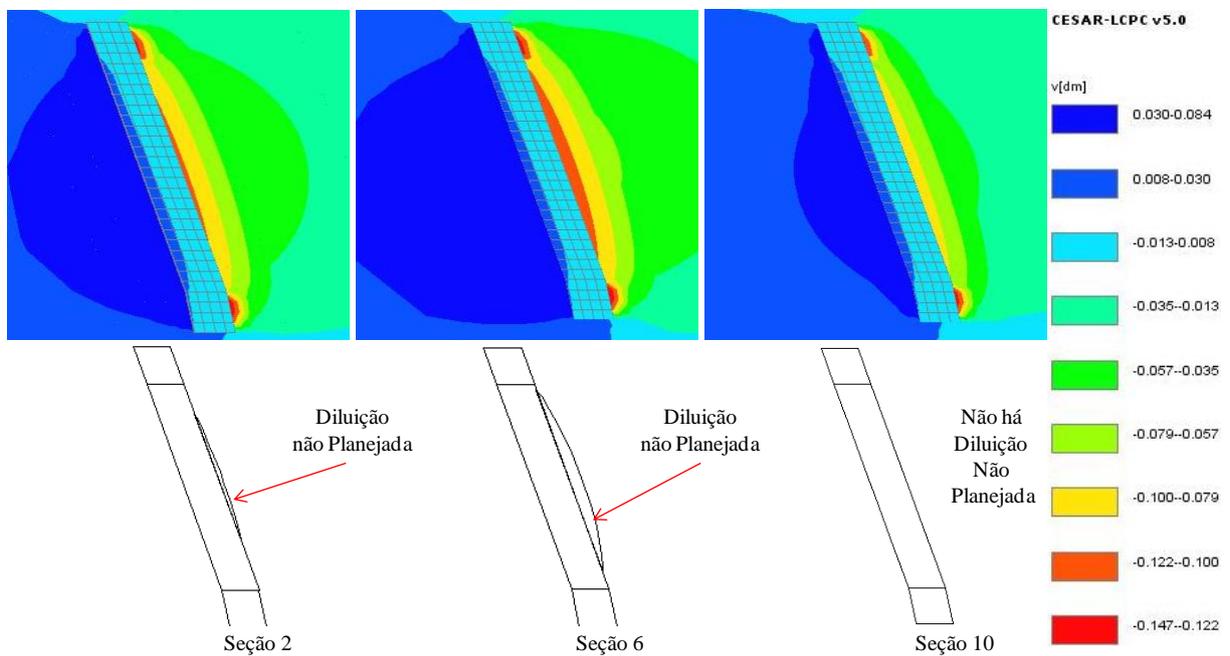


Figura P.36 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^- , $L = 75$ m e $D = 0,0$.

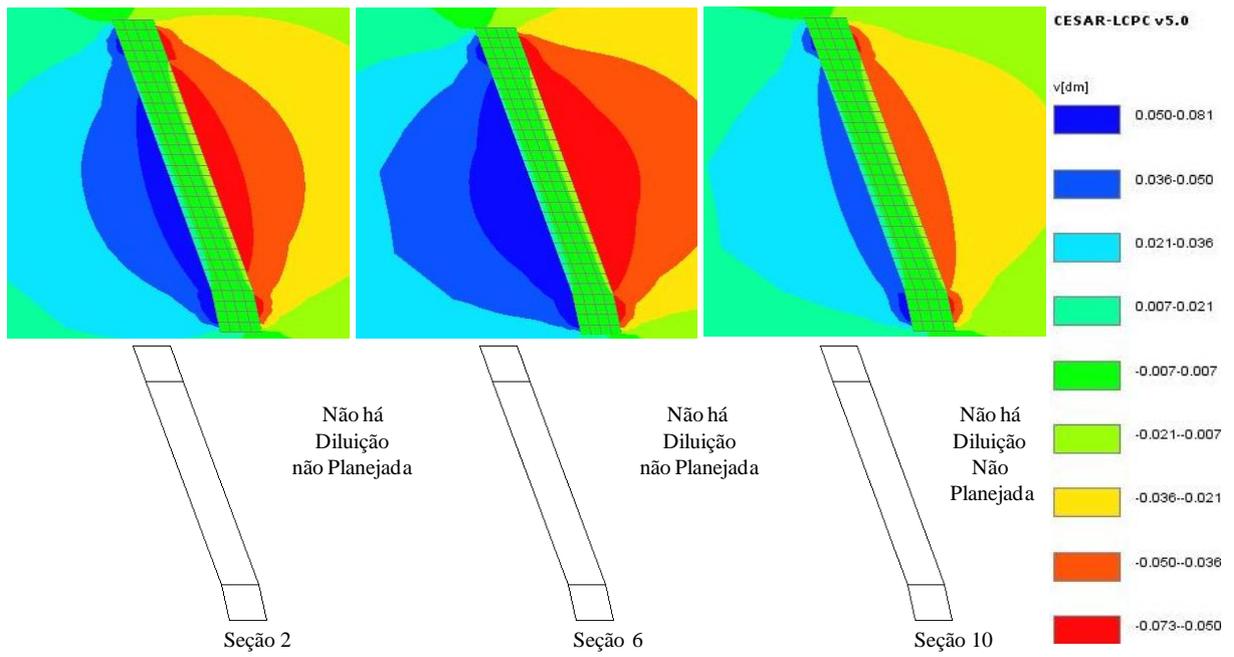


Figura P.37 – Seções transversais do realce para análise com σ_{ci}^+ , E^+ , $L = 75$ m e $D = 0,0$.

APÊNDICE Q – TABELA DA DISTRIBUIÇÃO NORMAL

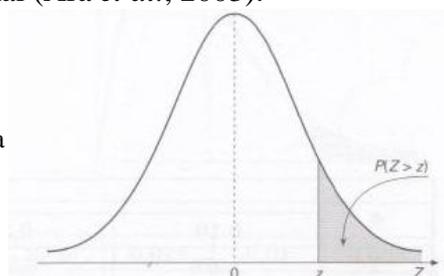
Neste apêndice, apresenta-se a tabela de distribuição normal, Tabela Q.1. O uso desta tabela é por meio da variável normal padronizada, a qual é obtida da seguinte equação:

$$z = \frac{x - E(x)}{\sigma} \quad (Q.1)$$

onde, z é a variável normalizada, x é o valor da variável aleatória que delimita o intervalo, para o qual se deseja saber a probabilidade de ocorrência, $E(x)$ e σ são, respectivamente, a expectância, ou média, e o desvio padrão da função de distribuição de probabilidade, que reflete o comportamento da variável aleatória analisada.

Tabela Q.1 – Distribuição Normal (Ara *et al.*, 2003).

Área hachurada representa área informada pela tabela



Parte inteira e primeira decimal de z	Segunda decimal de z									
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
0,0	0,5000	0,4960	0,4920	0,4880	0,4841	0,4801	0,4761	0,4721	0,4681	0,4641
0,1	0,4602	0,4562	0,4522	0,4483	0,4443	0,4404	0,4364	0,4325	0,4286	0,4247
0,2	0,4207	0,4168	0,4129	0,4091	0,4052	0,4013	0,3974	0,3936	0,3897	0,3859
0,3	0,3821	0,3783	0,3745	0,3707	0,3669	0,3632	0,3594	0,3557	0,3520	0,3483
0,4	0,3446	0,3409	0,3372	0,3336	0,3300	0,3264	0,3228	0,3192	0,3156	0,3121
0,5	0,3085	0,3050	0,3015	0,2981	0,2946	0,2912	0,2877	0,2843	0,2810	0,2776
0,6	0,2743	0,2709	0,2676	0,2644	0,2611	0,2579	0,2546	0,2514	0,2483	0,2451
0,7	0,2420	0,2389	0,2358	0,2327	0,2297	0,2266	0,2236	0,2207	0,2177	0,2148
0,8	0,2119	0,2090	0,2061	0,2033	0,2005	0,1977	0,1949	0,1922	0,1894	0,1867
0,9	0,1841	0,1814	0,1788	0,1762	0,1736	0,1711	0,1685	0,1660	0,1635	0,1611
1,0	0,1587	0,1563	0,1539	0,1515	0,1492	0,1469	0,1446	0,1423	0,1401	0,1379
1,1	0,1357	0,1335	0,1314	0,1292	0,1271	0,1251	0,1230	0,1210	0,1190	0,1170
1,2	0,1151	0,1131	0,1112	0,1094	0,1075	0,1057	0,1038	0,1020	0,1003	0,0985
1,3	0,0968	0,0951	0,0934	0,0918	0,0901	0,0885	0,0869	0,0853	0,0838	0,0823
1,4	0,0808	0,0793	0,0778	0,0764	0,0749	0,0735	0,0721	0,0708	0,0694	0,0681
1,5	0,0668	0,0655	0,0643	0,0630	0,0618	0,0606	0,0594	0,0582	0,0571	0,0559
1,6	0,0548	0,0537	0,0526	0,0516	0,0505	0,0495	0,0485	0,0475	0,0465	0,0455
1,7	0,0446	0,0436	0,0427	0,0418	0,0409	0,0401	0,0392	0,0384	0,0375	0,0367
1,8	0,0359	0,0351	0,0344	0,0336	0,0329	0,0322	0,0314	0,0307	0,0301	0,0294
1,9	0,0287	0,0281	0,0274	0,0268	0,0262	0,0256	0,0250	0,0244	0,0239	0,0233
2,0	0,0228	0,0222	0,0217	0,0212	0,0207	0,0202	0,0197	0,0192	0,0188	0,0183
2,1	0,0179	0,0174	0,0170	0,0166	0,0162	0,0158	0,0154	0,0150	0,0146	0,0143
2,2	0,0139	0,0136	0,0132	0,0129	0,0125	0,0122	0,0119	0,0116	0,0113	0,0110
2,3	0,0107	0,0104	0,0102	0,0099	0,0096	0,0094	0,0091	0,0089	0,0087	0,0084
2,4	0,0082	0,0080	0,0078	0,0075	0,0073	0,0071	0,0069	0,0068	0,0066	0,0064
2,5	0,0062	0,0060	0,0059	0,0057	0,0055	0,0054	0,0052	0,0051	0,0049	0,0048
2,6	0,0047	0,0045	0,0044	0,0043	0,0041	0,0040	0,0039	0,0038	0,0037	0,0036
2,7	0,0035	0,0034	0,0033	0,0032	0,0031	0,0030	0,0029	0,0028	0,0027	0,0026
2,8	0,0026	0,0025	0,0024	0,0023	0,0023	0,0022	0,0021	0,0021	0,0020	0,0019
2,9	0,0019	0,0018	0,0018	0,0017	0,0016	0,0016	0,0015	0,0015	0,0014	0,0014
3,0	0,0013	0,0013	0,0013	0,0012	0,0012	0,0011	0,0011	0,0011	0,0010	0,0010