

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
Escola de Engenharia
Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais (PPGEM)

**ANÁLISE DA DILUIÇÃO NO MÉTODO CÂMARAS TRANSVERSAIS UTILIZANDO
MODELAGEM NUMÉRICA - ESTUDO DE CASO MINA ARENAL DEEPS**

Diogo Peixoto Cordova

Dissertação para a obtenção do título de Mestre em Engenharia

Porto Alegre

2016

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
Escola de Engenharia
Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais (PPGEM)

**ANÁLISE DA DILUIÇÃO NO MÉTODO CÂMARAS TRANSVERSAIS UTILIZANDO
MODELAGEM NUMÉRICA - ESTUDO DE CASO MINA ARENAL DEEPS**

Diogo Peixoto Cordova

Engenheiro de Minas

Dissertação realizada no Laboratório de Pesquisa Mineral e Planejamento Mineiro da Escola de Engenharia da UFRGS, dentro do Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais (PPGEM), como parte dos requisitos para a obtenção do título de Mestre em Engenharia.

Porto Alegre

2016

CIP - Catalogação na Publicação

Cordova, Diogo Peixoto
ANÁLISE DA DILUIÇÃO NO MÉTODO CÂMARAS TRANSVERSAIS
UTILIZANDO MODELAGEM NUMÉRICA - ESTUDO DE CASO MINA
ARENAL DEEPS / Diogo Peixoto Cordova. -- 2016.
285 f.

Orientador: André Cezar Zingano.

Dissertação (Mestrado) -- Universidade Federal do
Rio Grande do Sul, Escola de Engenharia, Programa de
Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de
Materiais, Porto Alegre, BR-RS, 2016.

1. Diluição em mina subterrânea. 2. Hangingwall. 3.
Modelos numéricos. 4. Câmaras Transversais. 5.
Transversal Stopes. I. Zingano, André Cezar, orient.
II. Título.

Esta dissertação foi julgada adequada para a obtenção do título de Mestre em Engenharia, área de concentração Metalurgia Extrativa/Tecnologia Mineral, e aprovada em sua forma final pelo Orientador e pela Banca Examinadora do Curso de Pós-Graduação.

Orientador: Prof. Dr. André Cezar Zingano

Banca Examinadora:

Prof. Dr. Paulo Salvadoretti (DEMIN/UFRGS)

Prof. Dr. Jorge Dariano Gavronski (DEMIN/UFRGS)

Prof. Dr. Jair Carlos Koppe (PPGEM/UFRGS)

Prof. Dr. Carlos Pérez Bergmann
Coordenador do PPGEM

DEDICATÓRIA

...ao meu pai Luiz Fernando (*in memoriam*)

AGRADECIMENTOS

Aos meus pais, meus irmãos, minha namorada e minha família de modo geral, por todo o apoio e amor concedidos ao longo da realização deste trabalho.

Ao meu orientador Prof. Dr. André Cezar Zingano, pela grande amizade, dedicação e ajuda na idealização deste trabalho.

Aos membros da banca examinadora, pelo interesse, disponibilidade e pelas críticas construtivas ao trabalho.

A Universidade Federal do Rio Grande do Sul – UFRGS, pela oportunidade de estudo, com excelente nível acadêmico.

Aos meus colegas e amigos do laboratório de Mecânica de Rochas da UFRGS.

A empresa Orosur Mining, em especial aos colegas de trabalho, Lauro Bundrich, Marília Zeni, Mauricio Loyola, Martin Teixeira, Sandro Pinzon e Alex Fontella.

Aos meus amigos, pela compreensão diante de ausências e pelo apoio. A todas as pessoas que, de alguma forma, auxiliaram na conclusão deste trabalho e que principalmente se dispõem a lê-lo.

"Your work is going to fill a large part of your life, and the only way to be truly satisfied is to do what you believe is great work. And the only way to do great work is to love what you do. If you haven't found it yet, keep looking. Don't settle. As with all matters of the heart, you'll know when you find it."

"Stay hungry. Stay foolish."

Steve Jobs

RESUMO

O impacto econômico da diluição não planejada está distribuído no aumento de custos diversos do processo, como carregamento, transporte, britagem e moagem, ocasionando um desperdício na capacidade total de processo. Esse trabalho tem como objetivo inicial quantificar a ocorrência de diluição não planejada existente no *hangingwall* de uma mina subterrânea de ouro com método *Transversal Stope* e recuperação de pilares com uso de enchimento cimentado. Posteriormente está o uso de modelagem numérica com o objetivo de reproduzir a ocorrência de diluição, além de proporcionar a verificação e otimização de diferentes geometrias para os *stopes*. A diluição pode ser atribuída tanto a forma de extração (desenho dos *stopes*, sequência, perfuração e desmonte), além de problemas geomecânicos (qualidade do maciço, *cabebolts* e estado tensional). Otimizações para reduzir a diluição não planejada requerem um entendimento de todos esses fatores que afetam direta e indiretamente o ingresso de material estéril do *hangingwall* nos *stopes*. Este trabalho tem como foco principal verificar a diluição proveniente de problemas geomecânicos e de desenho dos *stopes*. As ferramentas utilizadas para analisar e quantificar os fatores de diluição foram: escâner de cavidades (CMS - *Cavity Monitoring System*) e software 3D capaz de efetuar operações booleanas. A diluição no *hangingwall* foi quantificada por meio da metodologia do fator ELOS. Para reproduzir a diluição nos *stopes* foram utilizados modelos numéricos de elementos finitos sendo que cinco *stopes* primários foram selecionados e utilizados para calibração dos modelos. O volume da zona de relaxamento no *hangingwall*, produzido pelos modelos, apresentou uma boa correlação com o volume da diluição real, refletindo a realidade dos *stopes* produzidos na mina. Então, a partir dos modelos calibrados, foram produzidos novos modelos com diferentes geometrias de *stopes* onde foi possível observar diversas oportunidades de melhorias na redução da diluição do método, fazendo-se modificações no desenho dos *stopes/galerias* e nos *cabebolts* instalados no *hangingwall*.

Palavras-chave: *Transversal Stopes*, diluição, CMS, *hangingwall*, *cabebolts*, modelos numéricos, ELOS

ABSTRACT

The economic impact of unplanned dilution is distributed in an increase in many costs of the process, such as loading, transport, crushing and grinding, resulting in less overall process capability. This work has as main goal quantify the unplanned dilution in the hangingwall of an underground gold mine with pillar less Transversal Stopes method, using cemented rock fill. After, numerical modeling will be used in order to reproduce the occurrence of dilution, and provide verification and optimization of different geometries for stopes. Overbreak can be attributed to both the shape extraction (design of the stopes, sequence, drill and blast), and geotechnical problems (rock quality, cablebolts and tensional state). Efforts to reduce unplanned dilution require an understanding of all these factors that directly and indirectly affect the inflow of waste material from hangingwall to the open stopes. This work is mainly focused on checking the dilution from geomechanical problems and design of the stopes. The main tools used in the analysis of dilution factors were Cavity Monitoring System (CMS) and 3D software able to perform boolean operations. The dilution in the hanging wall was quantified by the ELOS methodology. To reproduce the dilution in the stopes, numerical finite element models were used and five primary stopes were selected as calibration models. The volume of the relaxation zone at the hanging wall, produced by the models, showed good correlation with the volume of actual dilution, reflecting the reality of stopes produced at the mine. Then, from the calibrated models were produced new models with different stopes geometries where we could see several opportunities for improvement in reducing the dilution of the method, making some modifications to the design of the stopes/galleries and in cablebolts of the hangingwall.

Keywords: Transversal Stopes, dilution, CMS, hangingwall, cablebolts, numerical modelling, ELOS

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 – Gráfico mostrando a relação entre diluição e lucro para uma mina de ouro localizada na Finlândia.	23
Figura 2 - Mapa de localização da Ilha Cristalina de Rivera	25
Figura 3 – Vista em perspectiva das escavações planejadas da mina (Vista para o oeste) ...	27
Figura 4 - Vista em seção do método câmaras e pilares inclinado	28
Figura 5 - Seção das câmaras extraídas pelo método <i>Transversal Stopes</i> com pilares adjacentes e preenchidas com rocha estéril (Vista para o Norte).....	29
Figura 6 - Sequência de extração adotada para o método <i>Transversal Stopes</i> sem pilares e com enchimento do tipo CRF e URF (Vista para o Norte).....	29
Figura 7 - Etapas da metodologia adotada no trabalho	30
Figura 8 – Método convencional de cálculo do RQD a partir de testemunho de sondagem	33
Figura 9 - Tempo de auto sustentação da escavação, em função do RMR.....	35
Figura 10 - Classificação GSI	37
Figura 11 - Valores para a constante m_i para rocha intacta (os valores em parênteses são estimados).....	40
Figura 12 - Plano de ruptura e as tensões existentes em um corpo de prova	42
Figura 13 - Círculo de Mohr para o critério de Mohr-Coulomb	44
Figura 14 - Gráfico da tensão vertical com a profundidade, z , abaixo da superfície	46
Figura 15 – Valores de k para diferentes módulos de deformação, variando com a profundidade, baseados na equação de Sheorey	48
Figura 16 – Layout típico de uma mina com método <i>Transversal Stope</i>	49
Figura 17 – Vista em seção transversal (paralela ao <i>hangingwall</i>) das Câmaras Transversais	50
Figura 18 - Vista em seção longitudinal das câmaras transversais.....	51
Figura 19 – Desenho explicativo sobre o cálculo do raio hidráulico.....	52
Figura 20 - Ábaco para o cálculo do fator A	54
Figura 21 - Ábaco para o cálculo do fator B.....	54
Figura 22 - Ábaco para o cálculo do fator C.....	55
Figura 23 - Gráfico de estabilidade	56

Figura 24 - Ábaco para cálculo da densidade de cabos, segundo Nickson (1992)	57
Figura 25 - Ábaco para cálculo do comprimento de cabos, segundo Nickson (1992).....	58
Figura 26 – Otimização do ângulo dos <i>cablebolts</i>	60
Figura 27 - Layout típico de um plano de perfuração (<i>Ring Design</i>), de uma câmara transversal, entregue ao operador da perfuratriz.....	62
Figura 28 – Layout de retardos entre furos e entre <i>rings</i> em um desmonte típico do método de Câmaras Transversais.....	64
Figura 29 – Definição da diluição existente em uma câmara em extração.....	66
Figura 30 – Conceito do ELOS aplicado em uma câmara que sofreu diluição no <i>hangingwall</i>	67
Figura 31 - Diagrama de causa e efeito ilustrando os fatores potenciais causadores da diluição.....	68
Figura 32 - Diluição no <i>hangingwall</i> em função do ângulo de mergulho. A linha sólida representa uma tendência linear dos dados.....	69
Figura 33 – Diagrama de possíveis estados de tensões em uma câmara durante a escavação	70
Figura 34 - Esquema ilustrativo da influência da zona de relaxamento em uma câmara aberta	71
Figura 35 – Mecanismo de diminuição da eficiência dos <i>cablebolts</i> por influencia das tensões no maciço. a) Maciço <i>in situ</i> tensionado; b) Furo perfurado em maciço tensionado; c) Cabo cimentado no maciço tensionado; d) Maciço relaxado, ruptura da interface maciço-cimento-rocha	72
Figura 36 – Comparação entre diferentes escaneamentos mostrando deslocamentos contínuos (<i>caving</i>) do <i>hangingwall</i>	74
Figura 37 – Explica a redistribuição de tensões ao redor das câmaras no tempo: a) Antes da escavação; b) Imediatamente após a escavação; c) Redistribuição de tensões com o tempo.....	75
Figura 38 - Componentes do sistema CMS.....	76
Figura 39 - Processo de escaneamento de Stope.....	76
Figura 40 – Diagrama com os principais métodos de modelagem numérica.....	77
Figura 41 - Representação da malha no Método dos Elementos Finitos, para uma escavação circular	80

Figura 42 - Representação da malha no Método das Diferenças Finitas, para uma escavação circular	81
Figura 43 - Representação da malha no Método dos Elementos de Contorno, para uma escavação circular	82
Figura 44 - Resultado da medição de um <i>Stope</i> visto de diferentes formas.....	87
Figura 45 – Sólido real em comparação com o sólido planejado mostrando a diluição no <i>hangingwall</i>	88
Figura 46 - Sequência de criação do modelo numérico.	89
Figura 47 – Sequência realizada para a análise da diluição e correlação entre a diluição estimada pelo modelo e a diluição real	91
Figura 48 - Mapa geológico do Uruguai, com detalhe da Ilha Cristalina de Rivera	94
Figura 49 – Plano geológico da Ilha Cristalina com cinturões de rochas verdes.....	95
Figura 50 – Perfil estratigráfico da região.....	95
Figura 51 – Falhas principais controladoras da mineralização no depósito, F1, H1 e NW	96
Figura 52 - Dados das famílias de juntas principais no <i>hangingwall</i> , a partir de dados de testemunhos de sondagem orientados.....	101
Figura 53 - Dados das famílias de juntas principais na zona mineralizada, a partir de testemunhos de sondagem orientados.....	101
Figura 54 - Dados das famílias de juntas principais no <i>footwall</i> , a partir de testemunhos de sondagem orientados.....	102
Figura 55 – Valores de <i>k</i> para diferentes módulos de deformação, variando com a profundidade, baseados na equação de Sheorey	108
Figura 56 - Seção entre os níveis -220 e -182 das câmaras extraídas pelo método <i>Transversal Stopes</i> com <i>rib pillars</i> e enchimento de estéril (Vista para o Norte)	110
Figura 57 - Sequência de extração do método <i>Transversal Stopes</i> sem pilares e com enchimento do tipo CRF e URF entre os níveis -182 e -120 (Vista para o Norte)	110
Figura 58 - Foto da câmara TS_N157_EA durante a extração (vista para o <i>hangingwall</i>) ..	111
Figura 59 - Sequência de extração completa do método <i>Transversal Stopes</i> com enchimento do tipo CRF e URF entre os níveis -220 e -120 (Vista para o Norte).....	111
Figura 60 - Foto da segunda câmara transversal extraída, TS_N195_E4	112

Figura 61 - Sequência do ciclo de extração das câmaras transversais: a) Desenvolvimento de galeria e escoramento; b) Perfuração de produção; c) Desmonte e extração; d) Enchimento com URF ou CRF	113
Figura 62 – Desenho típico de um <i>ring</i> de perfuração do método câmaras e pilares inclinado (IRP).....	114
Figura 63 – Gráfico de estabilidade modificado	119
Figura 64 – Exemplo do layout típico dos cablebolts utilizados no teto das galerias, ao longo de todo comprimento das câmaras	121
Figura 65 – Exemplo de layout típico de instalação dos <i>cablebolts</i> no <i>hangingwall</i>	121
Figura 66 – Diagrama do circuito de enchimento na mina Arenal Deeps	124
Figura 67 - Distribuição granulométrica dos agregados utilizados para enchimento	125
Figura 68 - Histograma dos valores UCS para as amostras de CRF com 28 dias de cura e 5% de cimento.....	126
Figura 69 - Histograma do fator ELOS para as câmaras produzidas.....	127
Figura 70 - Histograma da diluição 1 calculada para as câmaras produzidas.....	129
Figura 71 – Exemplo da câmara primária TS_N145_W1 utilizada para calibração dos modelos numéricos. Na figura é possível comparar as informações reais com as produzidas a partir do modelo numérico	131
Figura 72 - Exemplo da câmara primária TS_N182_E1 utilizada para calibração dos modelos numéricos. Na figura é possível comparar as informações reais com as produzidas a partir do modelo numérico	132
Figura 73 - Gráfico de dispersão dos valores DD plotados contra o valor ELOS, para as cinco câmaras primárias escolhidas	133
Figura 74 - Gráfico de dispersão dos valores DD plotados contra o valor ELOS, para as cinco câmaras primárias escolhidas, variando-se os valores de k_1 e k_2	134
Figura 75 - Orientação das tensões principais: a) Condição <i>in situ</i> ; b) Após a escavação...	135
Figura 76 – Desenho das câmaras segundo sua classificação em categorias.....	136
Figura 77 – Histograma da classificação da localização das câmaras	136
Figura 78 - Resultado da isosuperfície de tensão principal menor ($\sigma_3 \leq 0$) para cada uma das 6 categorias e o respectivo valor de densidade de diluição para o <i>hangingwall</i>	138

Figura 79 – Gráfico de barras dos valores de DD para cada uma das categorias modeladas.	139
Figura 80 - Histograma do tempo de exposição das câmaras analisadas.....	140
Figura 81 - Seção transversal da câmara TS_N220_E1 e os sucessivos escaneamentos realizados	141
Figura 82 – Seção mostrando a geometria do <i>stope</i> desenhada no software de modelagem numérica no primeiro estágio	142
Figura 83 - Seção do resultado do modelo numérico para o segundo estágio com a zona onde o fator de segurança é menor do que um	142
Figura 84 – Seção do resultado do modelo numérico para o terceiro estágio com a zona onde o fator de segurança é menor do que um, após redução nas propriedades do maciço do <i>hangingwall</i>	143
Figura 85 - Seção do resultado do modelo numérico para o quarto estágio com a zona onde o fator de segurança é menor do que um, após a retomada da lavra até sua finalização	144
Figura 86 – Vista em seção dos escaneamentos realizados na câmara TS_N145_E0 após a finalização da lavra, onde se observa o progressivo aumento da sobre escavação no <i>hangingwall</i>	145
Figura 87 - Foto do material proveniente do <i>hangingwall</i> da câmara TS_N145_E0, no dia 22/04/15	145
Figura 88 - Histograma do ângulo de mergulho do <i>hangingwall</i>	146
Figura 89 - Geometria da câmara analisada e a variação do ângulo do <i>hangingwall</i> mantendo-se o mesmo volume para os três casos.....	147
Figura 90 - Resultados obtidos para a zona de relaxamento ($\sigma_3 \leq 0$), em vermelho, para os três modelos numéricos mantendo o mesmo volume da câmara nos três casos..	148
Figura 91 - Foto durante extração de uma das câmaras com ângulo do <i>hangingwall</i> subvertical, observa-se a LHD em operação por controle remoto.....	148
Figura 92 - Resultado das tensões σ_3 do modelo numérico de uma câmara sem a sobre-escavação das galerias de <i>undercut</i> e <i>overcut</i> no <i>hangingwall</i> . A isosuperfície em vermelho representa a zona de $\sigma_3 \leq 0$	149

Figura 93 - Resultado das tensões σ_3 do modelo numérico de uma câmara com a sobre-escavação das galerias de <i>undercut</i> e <i>overcut</i> no <i>hangingwall</i> . A isosuperfície em vermelho representa a zona de $\sigma_3 \leq 0$	150
Figura 94 – Seção da câmara TS_N145_W3, comparando o desenho planejado com o escaneamento real, onde pode se perceber diluição excessiva no <i>hangingwall</i> causada pelo desenvolvimento da galeria inferior dentro da zona de falha, percebe-se ainda ineficiência dos cabos instalados nessa zona.....	151
Figura 95 - Seção da câmara TS_N157_W1, comparando o desenho planejado com o escaneamento real, onde pode se perceber diluição excessiva no <i>hangingwall</i> causada pelo desenvolvimento da galeria inferior e superior dentro da zona de falha.....	151
Figura 96 - Seção da câmara TS_N195_W1, comparando o desenho planejado com o escaneamento real, onde pode se perceber diluição excessiva no <i>hangingwall</i> causada pelo desenvolvimento da galeria superior dentro da zona de falha, percebe-se também ineficiência dos cabos instalados nessa zona.....	152
Figura 97 - Exemplo de geometrias e aplicações dos <i>cabolebolts</i>	153
Figura 98 – Força de tração axial atuante em cada um dos cabos, todas abaixo da zona de ruptura.....	155
Figura 99 – Os cabos, em azul, foram desenhados conforme cálculo pelo método empírico. Em vermelho está a zona de relaxamento de tensões produzida devido a escavação.	155
Figura 100 – Cabos de 15 metros utilizados na parte central, permitindo ancoragem fora da zona de relaxamento de tensões.....	156
Figura 101 - Outra geometria testada, foi a de instalação de cabos por trás do <i>hangingwall</i> , através de uma galeria desenvolvida para este fim. Porém pode se perceber que o desenvolvimento desta galeria contribuiu ainda mais para o aumento da zona de relaxamento.	157

ÍNDICE DE TABELAS

Tabela 1 - Classificação do maciço rochoso usando valores de RQD.....	33
Tabela 2 - Classificação do maciço conforme o valor de Q.....	36
Tabela 3 - Lista dos softwares populares utilizados para a modelagem de problemas em mineração, classificados pelo método utilizado.....	84
Tabela 4 – Resumo dos resultados dos ensaios de resistência realizados em amostras de furos de sondagens	99
Tabela 5 – Resumo dos critérios de resistência a ruptura calculados para rocha intacta.	100
Tabela 6 - Resumo dos grupos de juntas principais, por domínio, baseado nas análises de testemunhos orientados	102
Tabela 7 - Propriedades geomecânicas do maciço rochoso	106
Tabela 8 - Lista de equipamentos utilizados	115
Tabela 9 - Necessidade de ar por equipamento	116
Tabela 10 – Resumo da classificação de maciço utilizada para análise de estabilidade	117
Tabela 11 – Resumo dos critérios de estabilidade para as superfícies do <i>stope</i>	118
Tabela 12 – Dimensões máximas com e sem suporte para o <i>Stope</i>	119
Tabela 13 – Parâmetros empíricos para desenho do escoramento com <i>cabebolts</i> no <i>hangingwall</i> e teto (somente para MZN)	120
Tabela 14 - Parâmetros empíricos para desenho do escoramento com <i>cabebolts</i> no <i>hangingwall</i> e teto (somente para OZ)	120
Tabela 15 – Banco de dados das câmaras produzidas	128
Tabela 16 – Resumo das propriedades dos materiais inseridas no software de modelagem numérica.....	130
Tabela 17 – Classificação da localização das câmaras em categorias	135
Tabela 18 – Valores adotados para as propriedades do <i>hangingwall</i> nos dois estágios considerados para o modelo	143
Tabela 19 – Resultados obtidos para os três modelos com diferentes ângulos de <i>hangingwall</i>	147
Tabela 20 - Cálculo da densidade de diluição nos dois casos analisados.....	150
Tabela 21 - Geometria dos <i>cabebolts</i> obtidos a partir do dimensionamento por métodos empíricos.....	154
Tabela 22 – Propriedades consideradas para os <i>cabebolts</i> modelados	154

LISTA DE SIGLAS

CMS	Cavity Monitoring System
TS	Transversal Stopes
IRP	Inclined Room and Pillar
CRF	Cemented Rock Fill
URF	Uncemented Rock Fill
HW	Hangingwall
FW	Footwall
LHD	Load-Haul-Dump
RMR	Rock Mass Rating
RQD	Rock Quality Designation
UCS	Uniaxial Compressive Strength
MEF	Método dos elementos finitos
MED	Método dos elementos discretos
MEC	Método dos elementos de contorno
MDF	Método das diferenças finitas
GSI	Geological Strength Index

LISTA DE SÍMBOLOS

ν	Razão de Poisson
B	Módulo de deformação volumétrica do maciço
c	Coessão
E	Módulo de Young para o maciço rochoso
E_i	Módulo de Young para a rocha intacta
G	Módulo de corte do maciço rochoso
γ	Peso específico do material
σ_{cm}	Resistência a compressão do maciço rochoso
σ_{ci}	Resistência a compressão de rocha intacta
σ_{tm}	Resistência a tração do maciço rochoso
σ_1	Tensão principal maior
σ_2	Tensão principal intermediária
σ_3	Tensão principal menor
σ_H	Tensão normal horizontal
σ_V	Tensão normal vertical
ϕ	Ângulo de fricção interna
m_b	Valor de constante de Hoek-Brown para o maciço
s	Constante de Hoek-Brown que depende das características do maciço
a	Constante de Hoek-Brown que depende das características do maciço
k	Razão entre tensões principais <i>in situ</i>
N	Número de estabilidade
N'	Número de estabilidade modificado
Q	Qualidade do maciço rochoso (Sistema Q)
Q'	Qualidade do maciço rochoso (Sistema Q modificado)
J _n	Número de famílias de descontinuidade (Sistema Q)
J _r	Número relativo à rugosidade da descontinuidade (Sistema Q)
J _a	Número relativo à alteração da descontinuidade (Sistema Q)

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO	22
1.1	METAS	22
1.2	OBJETIVOS	22
1.3	JUSTIFICATIVA.....	23
1.4	CONTEXTUALIZAÇÃO DO PROBLEMA	24
1.4.1	Localização	24
1.4.2	Geologia Regional	24
1.4.3	Geologia Local	26
1.4.4	Métodos de Lavra	26
1.5	METODOLOGIA.....	30
1.6	ORGANIZAÇÃO DA DISSERTAÇÃO	30
2	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	32
2.1	CARACTERIZAÇÃO GEOMECÂNICA.....	32
2.1.1	Rock Quality Designation (RQD)	32
2.1.2	Sistema RMR	34
2.1.3	Sistema Q	35
2.1.4	Índice GSI	36
2.1.5	Critério de ruptura de Hoek-Brown	38
2.1.6	Critério de ruptura de Mohr-Coulomb	41
2.1.7	Tensões in situ	44
2.2	MÉTODO DE LAVRA: CÂMARAS TRANSVERSAIS.....	48
2.2.1	Layout e definições	48
2.2.2	Método empírico para dimensionamento de câmaras	52
2.2.3	Cablebolts no método de câmaras transversais	58
2.2.4	Perfuração em leques	60

2.2.5	Desmonte de rochas	62
2.3	TIPOS DE ENCHIMENTOS	64
2.3.1	Uncemented Rock Fill - URF	65
2.3.2	Cemented Rock Fill - CRF	65
2.4	DILUIÇÃO	65
2.4.1	Diluição planejada	65
2.4.2	Diluição não planejada	66
2.4.3	Cálculos de diluição	66
2.4.4	Causas da diluição	68
2.5	ESCÂNER DE CAVIDADES (CMS)	75
2.6	MÉTODOS NUMÉRICOS	77
2.6.1	Métodos contínuos	79
2.6.2	Métodos descontínuos	82
2.6.3	Métodos de modelos híbridos	83
2.6.4	Softwares comerciais de métodos numéricos	83
2.6.5	Seleção dos métodos adequados	84
2.6.6	Necessidade de modelos 3D em Mecânica de Rochas	85
2.6.7	Fator de segurança nos modelos numéricos	85
2.6.8	Modelo constitutivo	86
3	METODOLOGIA	87
3.1	ETAPA DE CÁLCULO DA DILUIÇÃO REAL NO ESTUDO DE CASO	87
3.2	ETAPA DE MODELAGEM NUMÉRICA PARA O ESTUDO DE CASO	88
3.2.1	Criação dos modelos	88
3.2.2	Estimativa de diluição a partir dos modelos numéricos	89
3.2.3	Calibração dos modelos numéricos	90
4	ESTUDO DE CASO: MINA ARENAL DEEPS	92

4.1	LOCALIZAÇÃO	92
4.2	HISTÓRIA	92
4.3	GEOLOGIA REGIONAL	93
4.4	GEOLOGIA LOCAL.....	96
4.5	MECÂNICA DE ROCHAS	97
4.5.1	Propriedades geomecânicas de rocha intacta	97
4.5.2	Orientações das juntas principais	100
4.5.3	Propriedades geomecânicas do maciço rochoso	103
4.5.4	Regime de tensões <i>in situ</i>	106
4.6	PARÂMETROS HIDROGEOLÓGICOS	108
4.7	MÉTODOS DE LAVRA	109
4.7.1	Câmaras transversais.....	109
4.7.2	Câmaras e pilares inclinados.....	114
4.7.3	Equipamentos e sistema de ventilação.....	115
4.8	DIMENSIONAMENTO DE CÂMARAS.....	116
4.8.1	Método empírico.....	117
4.8.2	Dimensionamento dos <i>cablebolts</i>	120
4.9	ACESSOS E DESENVOLVIMENTOS.....	122
4.10	ENCHIMENTOS.....	123
4.11	DILUIÇÃO NAS CÂMARAS TRANSVERSAIS PRODUZIDAS.....	126
5	MODELAGEM NUMÉRICA	130
5.1	CALIBRAÇÃO DOS MODELOS NUMÉRICOS.....	131
5.2	ESTADO DE TENSÕES DAS CÂMARAS ANTES E APÓS A EXTRAÇÃO	134
5.3	INFLUÊNCIA DO TEMPO DE EXPOSIÇÃO DAS CÂMARAS NA DILUIÇÃO.....	139
5.4	INFLUÊNCIA DO ÂNGULO DE MERGULHO DO <i>HANGINGWALL</i>	146
5.5	INFLUÊNCIA DO <i>UNDERCUT</i> NA DILUIÇÃO DO <i>HANGINGWALL</i>	149

5.6	EFICIÊNCIA DOS <i>CABLEBOLTS</i> CONTRA A OCORRÊNCIA DE DILUIÇÃO	152
6	DISCUSSÃO DOS RESULTADOS.....	158
7	CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES	160
7.1	CONCLUSÕES	160
7.2	RECOMENDAÇÕES	161
7.3	TRABALHOS FUTUROS	162
	REFERÊNCIAS	163
	APÊNDICE A – Rock Mass Rating (RMR)	169
	APÊNDICE B – Sistema Q	170
	APÊNDICE C – Modelos de calibração	173
	APÊNDICE D – Modelos do estado de tensões	203
	APÊNDICE E – Modelos de tempo de exposição.....	228
	APÊNDICE F – Modelo de ângulo do <i>hangingwall</i>.....	238
	APÊNDICE G – Modelos da influência da galeria de undercut e overcut	251
	APÊNDICE H – Modelo de eficiência dos cablebolts	264

Capítulo 1

1 INTRODUÇÃO

Na mineração cada método de lavra possui uma diluição mínima teórica. O impacto econômico do aumento da diluição está distribuído no aumento de diversos custos do processo, como carregamento, transporte, britagem e moagem, ocasionando um desperdício na capacidade total de processamento do bem mineral. Dessa forma, manter uma baixa diluição é um fator muito importante para o sucesso econômico de qualquer empreendimento.

1.1 METAS

Esse trabalho tem como meta inicial quantificar as diluições existentes em um estudo de caso de uma mina de ouro subterrânea, que faz uso de enchimento cimentado no método de lavra *Transversal Stope*. Como meta subsequente está o uso de modelos numéricos que sejam capazes de representar o cenário existente de diluição, calibrando-os para tal. Já a meta final do trabalho está em justificar o uso desses modelos numéricos como ferramenta de otimização para os desenhos de câmaras, comprovando que pequenas alterações de desenho podem colaborar com a diminuição da diluição não planejada no método de lavra considerado.

1.2 OBJETIVOS

Para cumprimento das metas propostas no trabalho, alguns objetivos parciais devem ser cumpridos nessa ordem:

- Realizar uma revisão bibliográfica a respeito do mecanismo atuante na diluição do minério no método de câmaras transversais, além dos métodos disponíveis para cálculo da diluição;
- Revisar as características do estudo de caso considerado, de maneira a verificar quais parâmetros foram mais atuantes na diluição do minério;
- Quantificar a diluição existente nos stopes primários e secundários utilizando dados de escâner de cavidades (CMS – *Cavity Monitoring System*) e com a metodologia adequada;

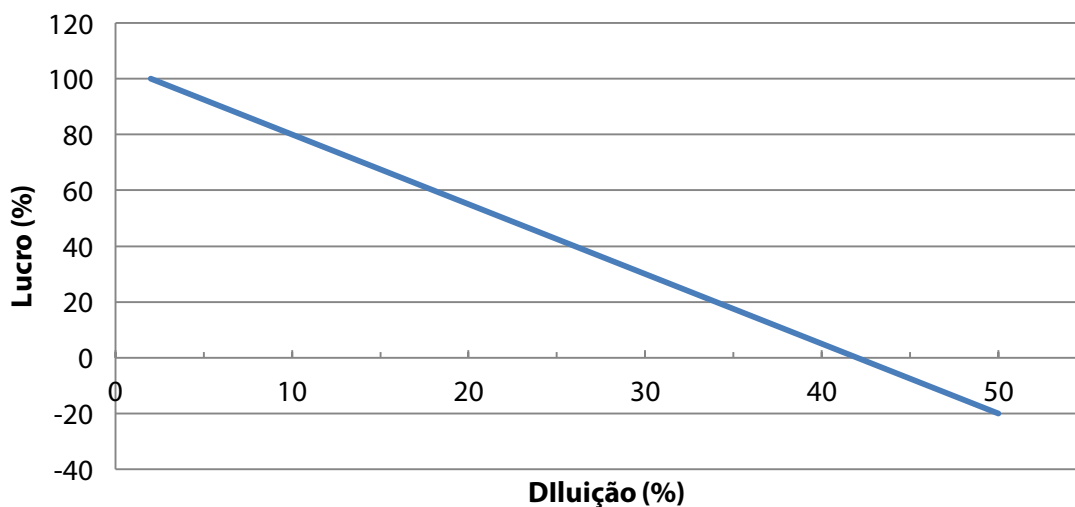
- Revisar a classificação utilizada para o maciço rochoso e as tensões assumidas para criação do modelo numérico;
- Criar modelos numéricos que representem a diluição existente no *hangingwall* dos *stopes* abertos, calibrando-os com a diluição real medida pelo escâner de cavidades, por meio da variação dos parâmetros de tensões *in situ*;
- Verificar, por meio dos modelos numéricos calibrados, os efeitos de determinadas modificações no desenho de lavra com objetivo de diminuir a diluição;
- Definir um conjunto de recomendações no desenho de lavra para diminuição da diluição no método *Transversal Stope*.

1.3 JUSTIFICATIVA

A ocorrência de diluição não planejada afeta de várias formas, de maneira direta no aumento dos custos de transporte de material e na diminuição da produção de ouro, já que a capacidade da planta é limitada e assim com maior diluição menos ouro será processado e menos onças produzidas. Além disso, quando a planta de processos recebe um minério com teor menor do que o esperado, isso resultará em uma menor recuperação metalúrgica.

A relação entre diluição e rentabilidade pode ser vista genericamente na Figura 1 onde é mostrado um gráfico calculado por Tommila (2014) utilizando custos atuais de operação, recuperação e preço de ouro para a mina Kittilä localizada na Finlândia.

Figura 1 – Gráfico mostrando a relação entre diluição e lucro para uma mina de ouro localizada na Finlândia.



Fonte: Modificado de Tommila (2014)

1.4 CONTEXTUALIZAÇÃO DO PROBLEMA

Em uma mina subterrânea existem inúmeros fatores que são possíveis causadores de diluição. Dentre eles, podemos atribuir, a forma de extração (desenho dos *stopes*, sequência, perfuração e desmonte), além de problemas geomecânicos (qualidade do maciço rochoso e estado tensional). Esforços para reduzir a diluição não planejada requerem um entendimento de todos esses fatores que afetam direta e indiretamente o ingresso de material estéril nos *stopes*, sobretudo no caso de uma mina subterrânea de ouro que opera com teores relativamente baixos.

1.4.1 Localização

A mina está localizada na cidade de Minas de Corrales, no norte do Uruguai, departamento de Rivera, cerca de 70km ao sul da fronteira internacional com o Brasil e 450km ao norte da capital do Uruguai, Montevidéu. Alguns depósitos de ouro estão localizados na região de Minas de Corrales. Inicialmente um desses depósitos foi lavrado a céu aberto, mina Arenal, sendo posteriormente lavrado de forma subterrânea como mina Arenal Deeps, objeto de estudo desta dissertação.

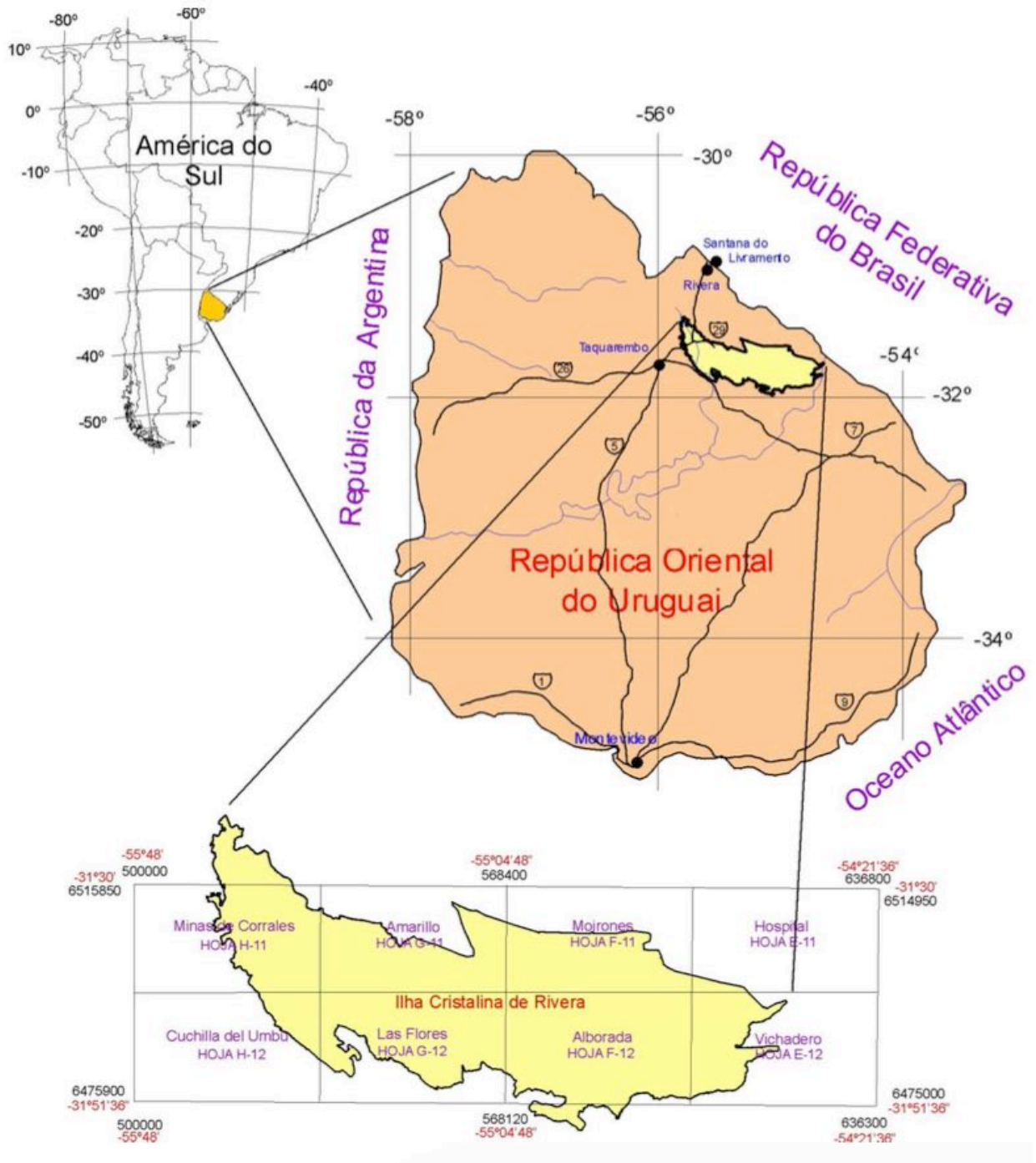
1.4.2 Geologia Regional

O depósito Arenal forma parte do distrito aurífero Minas de Corrales, no setor ocidental da chamada Ilha Cristalina de Rivera (Figura 2). A Ilha forma uma janela de rochas pré-cambrianas que se estendem ao longo de cerca de 110 km por 30 km de largura máxima. Ela é caracterizada por um embasamento integrado principalmente por rochas metamórficas, que variam entre fácies xistos verdes até granulito, com intrusões graníticas associadas e relatos de sequências sedimentares calco-pelíticas. De modo geral, as fácies metamórficas aumentam de grau desde oeste a leste. As rochas do embasamento correspondem principalmente a granitos-gnaisses e rochas intermediárias de filiação calco-alcalina (monzonitos, granodioritos e dioritos); também ocorrem, em menor proporção e na zona central, rochas ultramáficas.

Esse embasamento exhibe várias fases de deformação, sendo a mais extensiva a deformação dúctil que se desenvolve ao longo da Ilha Cristalina em direção Leste-Oeste (Sistema de Cisalhamento Rivera), originando texturas lineadas, foliadas e protomiloníticas.

Estruturas de segunda ordem, como produto de deformação essencialmente rúptil, se desenvolvem principalmente em direção NO-SE, impondo nas rochas texturas cataclásticas.

Figura 2 - Mapa de localização da Ilha Cristalina de Rivera



Fonte: QUADROS, 2000

1.4.3 Geologia Local

O depósito Arenal se desenvolve ao longo de uma zona de cisalhamento de direção principal NO-SE e mergulho variável entre 45 e 70 graus ao sul. Essa zona tem uma extensão de pelo menos 10 km, com depósitos minerais identificados em uma porção de cerca de 5 km (Minas Santa Teresa, San Gregório e Arenal). Em profundidade, já se constatou continuidade de quase 1 km a longo do mergulho.

Em Arenal Deeps o corpo mineralizado, tem uma extensão cerca de 750 m ao longo do eixo Leste-Oeste e 750 m ao longo do mergulho. Processos de alteração hidrotermal intensos, associados a deformação em regime rúptil-dúctil, afetam as rochas monzoníticas gerando hidrotermalitos altamente deformados.

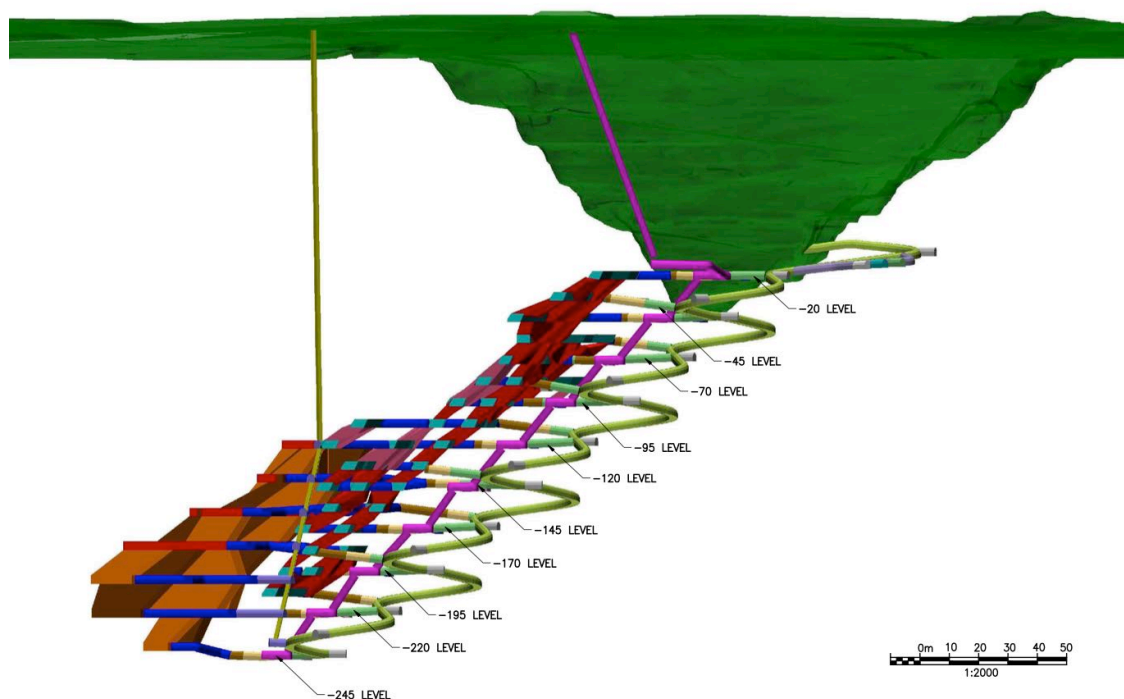
Esses processos estão principalmente relacionados por duas falhas de primeira ordem em escala de mina: H1, corresponde ao limite superior da zona hidrotermal (*hangingwall*) e F1, corresponde a base da referida zona (*footwall*); a largura dessa zona varia entre 60-100 m. Uma terceira falha (NO-SE), mergulhando aproximadamente 30° SO controla o eixo de imersão da mineralização.

1.4.4 Métodos de Lavra

Inicialmente, após a descoberta do depósito Arenal em 2003, foi iniciada a lavra a céu aberto de 2004 até 2009. No ano de 2008 foi então descoberta a continuidade da mineralização em profundidade, dando origem a mina Arenal Deeps em 2010. No projeto inicial de viabilidade da mina subterrânea, foram definidos dois métodos de lavra, o câmaras e pilares inclinado (IRP – *Inclined Room and Pillar*) e o câmaras transversais (TS – *Transversal Stope*).

Na Figura 3 abaixo pode se visualizar o desenho completo da mina, contendo o *pit* da mina Arenal e os desenvolvimentos e câmaras planejados da mina Arenal Deeps.

Figura 3 – Vista em perspectiva das escavações planejadas da mina (Vista para o oeste)



Fonte: OMI, 2010

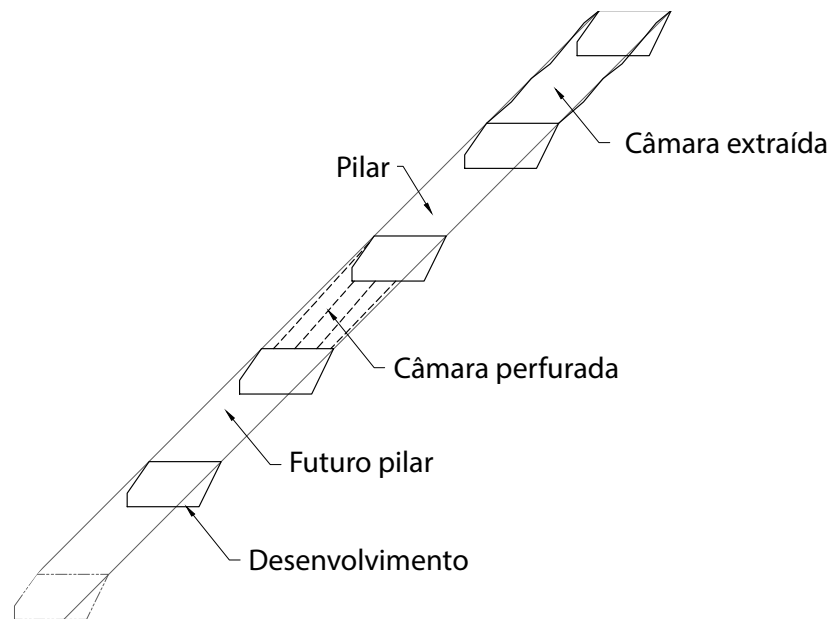
1.4.4.1 Câmaras e pilares inclinados

O método de câmaras e pilares inclinados se utiliza em depósitos planos de espessura moderada, ainda que também se pode utilizar em depósitos verticalizados. Este método consiste em escavar galerias paralelas, conectando-as com cortes transversais. Isso deixa pilares de rocha, que servem de apoio estrutural ao maciço. Em alguns casos os pilares podem ser parcialmente recuperados depois que a extração primária é finalizada, o que se denomina como recuperação secundária. Esse método, comparado com o método de corte e enchimento, apresenta menor custo e maior taxa de produção. A desvantagem é que há uma menor recuperação global dos recursos, em média entre 65-75%.

Esse método foi predominantemente utilizado na porção superior do depósito. Entre as cotas -20 e -107. Já nas cotas abaixo do nível -107 foi utilizado em conjunto com o método de câmaras transversais.

Na Figura 4 pode-se observar uma seção representativa do método câmaras e pilares inclinados.

Figura 4 - Vista em seção do método câmaras e pilares inclinado



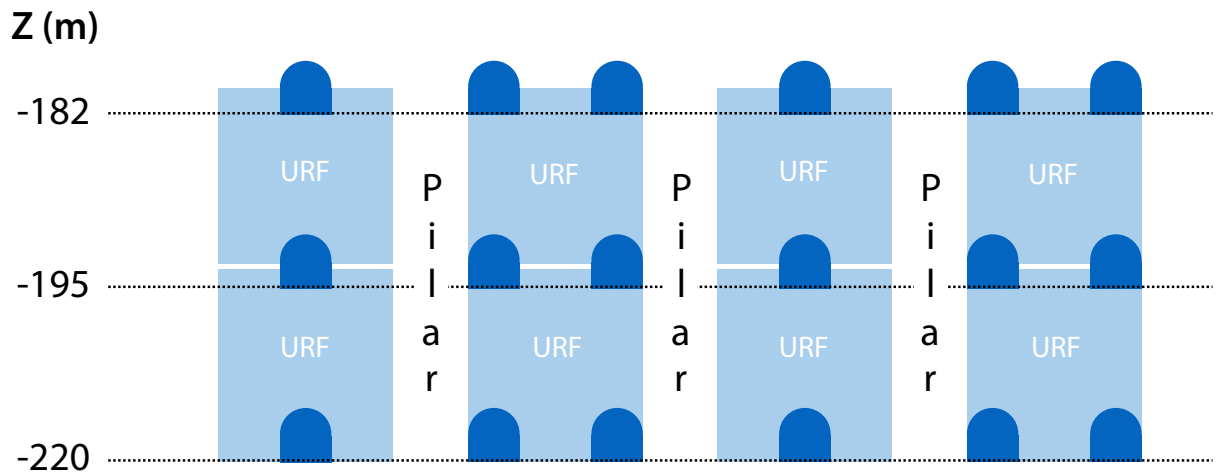
Fonte: Autoria própria

1.4.4.2 Câmaras transversais

O método de Câmaras Transversais foi utilizado para extrair a zona mineralizada de maior dimensão, localizada abaixo da cota -120. O método de Câmaras Transversais é uma variação do método *Sublevel Stope*, que consiste em extrair o minério formando grandes câmaras abertas separadas por sub-níveis de acesso. Inicialmente entre os níveis -182 e -220 foi utilizado o método de Câmaras transversais, mantendo pilares com cerca de 8m de largura entre as câmaras extraídas (Figura 5). Depois de extraídas, as câmaras foram preenchidas com rocha estéril (*Uncemented Rock Fill* – URF).

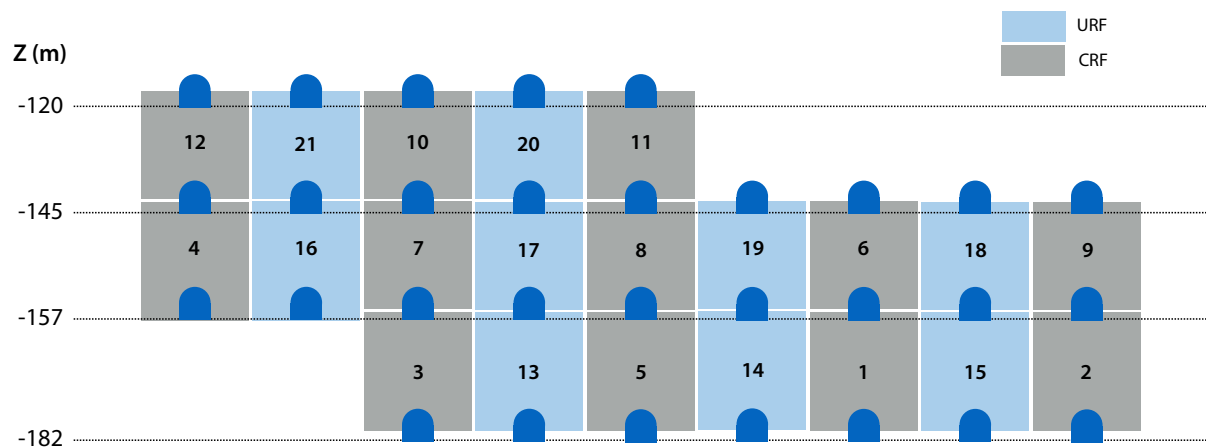
Durante a operação da mina, no ano de 2013, foi aprovado o estudo de viabilidade econômica para mudança do método, onde foi então adotado o método de Câmaras Transversais sem uso de pilares, utilizando uma mistura de cimento e rocha estéril (*Cemented Rock Fill* – CRF) para as câmaras primárias e enchimento somente com rocha estéril (URF) para as câmaras secundárias. Esse método foi utilizado entre os níveis -120 e -182 com a sequência de lavra mostrada na Figura 6.

Figura 5 - Seção das câmaras extraídas pelo método *Transversal Stopes* com pilares adjacentes e preenchidas com rocha estéril (Vista para o Norte)



Fonte: Autoria própria

Figura 6 - Sequência de extração adotada para o método *Transversal Stopes* sem pilares e com enchimento do tipo CRF e URF (Vista para o Norte)



Fonte: Autoria própria

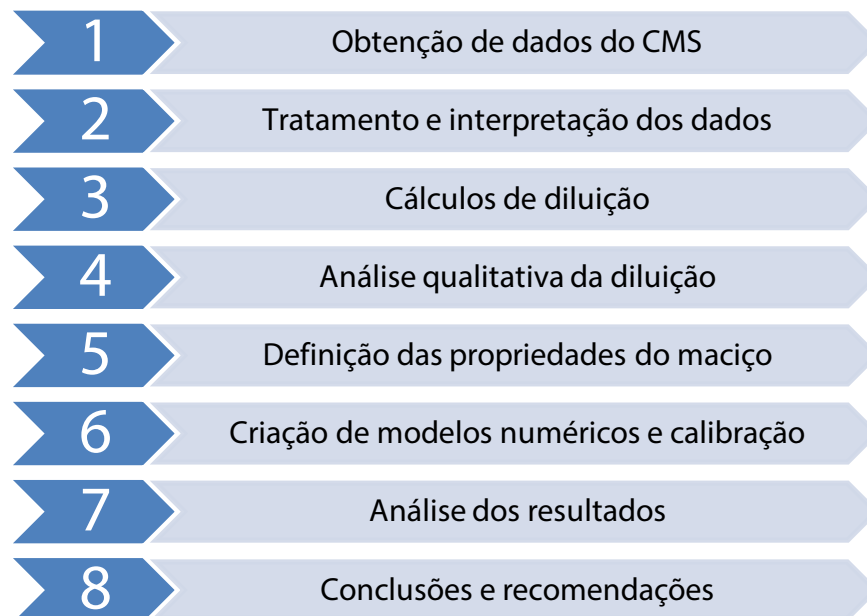
No caso da mina Arenal Deeps, as câmaras possuem cerca de 20 m de altura, por 20 m de largura e longitude variável. Essas câmaras se orientam transversalmente através de todo o corpo mineralizado. Neste método, a sequência de extração inicia nas câmaras primárias inferiores em sequência ascendente, sendo preenchidas com CRF na medida em que as câmaras primárias terminam. Posteriormente é iniciada a extração das câmaras secundárias, assim que as câmaras adjacentes preenchidas com CRF atinjam o tempo de cura necessário.

1.5 METODOLOGIA

A sequência da metodologia adotada pode ser verificada na Figura 7. Inicialmente será obtido o volume de diluição entre as câmaras e o *hangingwall*. Para tanto serão utilizados os dados provenientes de uma série de levantamentos topográficos com um escâner de cavidades (CMS - *Cavity Monitoring System*). Os dados produzidos pelo escâner serão tratados em um software 3D permitindo a criação de sólidos com volumes determinados. Nesse mesmo software serão realizadas operações booleanas para quantificar as diluições existentes no *hangingwall* dos *stopes* primários e secundários. Após será realizada uma análise qualitativa, buscando relacionar os fatores que causam direta e indiretamente a diluição.

Posteriormente a utilização de modelos numéricos será importante para entendimento do problema, além de possibilitar a observação de diversas oportunidades de melhorias na redução da diluição, como modificações no desenho dos *stopes/galerias* e no escoramento com *cabolebolts* no *hangingwall*.

Figura 7 - Etapas da metodologia adotada no trabalho



Fonte: Autoria própria

1.6 ORGANIZAÇÃO DA DISSERTAÇÃO

O capítulo 2 apresenta uma revisão bibliográfica sobre os conceitos fundamentais relacionados as causas de diluição, cálculo de diluição, método de lavra *Transversal Stope*,

escâner de cavidades, dimensionamento de câmaras, dimensionamento de *cabebolts*, perfuração e desmonte, tipos de enchimento e métodos numéricos. Tais conceitos serão vistos e aplicados durante todo o desenvolvimento do trabalho.

No capítulo 3 serão apresentadas as metodologias utilizadas neste trabalho. Inicialmente será abordada a metodologia clássica para cálculo de diluição e posteriormente a metodologia proposta por Clark e Pakalnis (1997). Essa metodologia será utilizada como critério de quantificação da performance dos stopes avaliados. Neste capítulo também será abordada a metodologia utilizada para criação de um modelo numérico capaz de simular o efeito do campo tensional na diluição dos stopes.

A descrição do estudo de caso está contida no capítulo 4, onde são abordados os tópicos: localização, história, geologia regional, geologia local, mecânica de rochas, métodos de lavra, dimensionamento das câmaras, dimensionamento dos *cabebolts*, desenhos de mina, equipamentos, ventilação e tipos de enchimentos. Neste capítulo também estão os resultados da metodologia ELOS para quantificar a diluição.

O capítulo 5 apresenta a análise numérica das diluições onde se verifica a influência do desenho das câmaras na ocorrência de diluição não planejada. Estes cenários modelados foram verificados em ocorrências reais no estudo de caso ao longo do capítulo.

O capítulo 6 apresenta a análise comparativa e discussão dos resultados apresentados a partir da análise de diluição nos 32 stopes e os resultados obtidos das simulações por modelos numéricos de elementos finitos.

Por fim, no capítulo 7, serão apresentadas as conclusões obtidas por meio do estudo, recomendando algumas boas práticas para diminuição da diluição no método *Transversal Stope*. Neste capítulo, também serão comentadas possíveis abordagens para trabalhos futuros.

Capítulo 2

2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1 CARACTERIZAÇÃO GEOMECÂNICA

Os sistemas de classificação geomecânica dos maciços rochosos são sistemas empíricos. Com a utilização desses sistemas pode-se obter parâmetros geotécnicos específicos ou até mesmo dimensionar escavações subterrâneas, em função das características de auto suporte dos maciços.

As classificações são incorporadas no estudo geomecânico como uma importante ferramenta para a caracterização do maciço rochoso e para a correlação de dados de entrada para o dimensionamento e a verificação do comportamento da escavação subterrânea (usando métodos numéricos ou analíticos).

Brady e Brown (2005) referem que os sistemas populares de classificação usados atualmente incluindo o GSI, o Sistema Q e o RMR, são baseados na determinação de pesos para o maciço rochoso dentro de uma faixa de valores, e que podem ser usados, também, para a estimativa da necessidade de suporte. Escavações de mesma ordem são agrupadas em regiões onde o processo de escavação e a necessidade de suporte são essencialmente parecidas.

2.1.1 Rock Quality Designation (RQD)

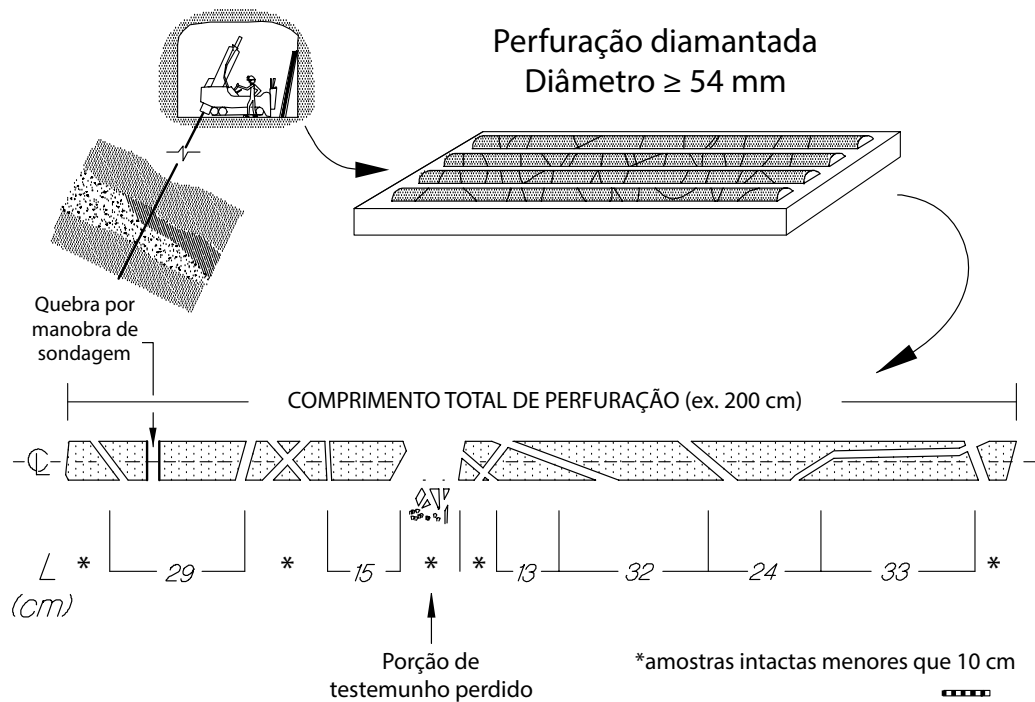
O RQD (*Rock Quality Designation*, ou Índice de Qualidade da Rocha) baseia-se na quantidade de fraturas e na alteração da rocha, sendo verificado por meio de testemunhos de sondagem ou velocidade sísmica (Deere, 1968 *apud* Brady e Brown, 2005). O índice RQD, calculado a partir de testemunhos de sondagem, é o somatório do comprimento dos fragmentos de testemunho com comprimento igual ou maior a 10 cm, divididos pelo comprimento total do testemunho de uma sondagem com diâmetro NX (54 mm) e com barrilete duplo. A Figura 8 mostra a forma de como as informações podem ser obtidas e a Equação 1 apresenta o cálculo do índice.

$$RQD = \frac{\sum L_i}{L_t} \times 100 \quad (1)$$

Onde:

- RQD: Índice de qualidade da rocha (%);
- L_i : Fragmentos de testemunho de sondagem com tamanho ≥ 10 cm;
- L_t : Comprimento total do testemunho (cm).

Figura 8 – Método convencional de cálculo do RQD a partir de testemunho de sondagem



Fonte: Modificado de Hutchinson e Diederichs (1996)

Tendo por base os valores de RQD obtidos por meio da Equação 1, Deere (1969, *apud* Brady Brown, 2005) propôs a classificação do maciço rochoso em cinco grupos diferentes, conforme mostra a Tabela 1.

Tabela 1 - Classificação do maciço rochoso usando valores de RQD

RQD (%)	Qualidade do maciço
0 - 25	Muito ruim
25 - 50	Ruim
50 - 75	Regular
75 - 90	Bom
90 - 100	Excelente

Fonte: Modificado de Brady e Brown (2005)

Priest e Hudson (1976, *apud* Brady e Brown, 2005) apresentam uma maneira de se encontrar o valor de RQD', por meio da medida do espaçamento das descontinuidades em face rochosa exposta, usando a equação 2 a seguir.

$$RQD' = 100e^{-0,1\lambda} \times (0,1\lambda + 1) \quad (2)$$

Onde:

- RQD': Índice teórico de qualidade da rocha (%);
- λ : Número de descontinuidades por metro.

2.1.2 Sistema RMR

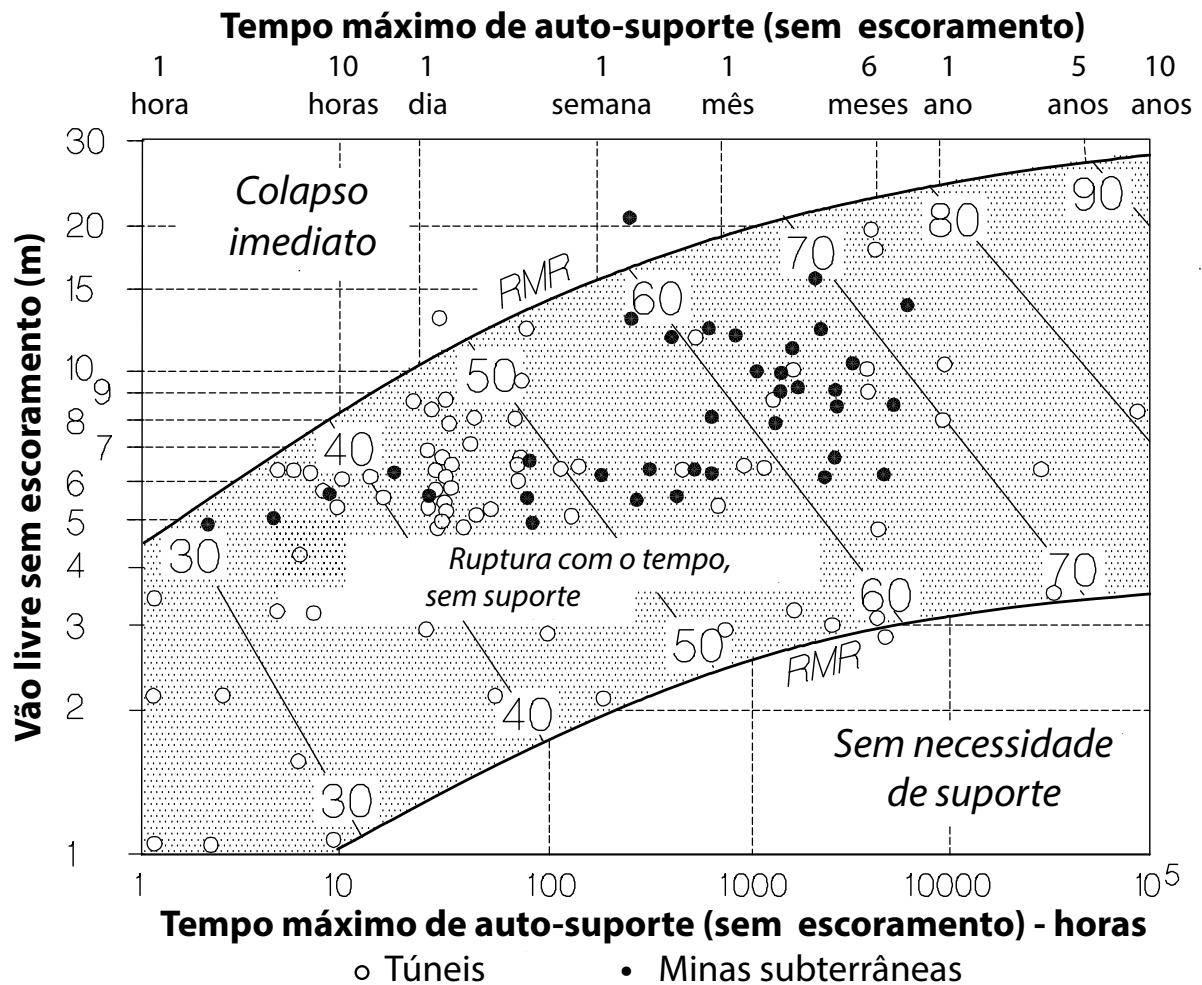
Este sistema foi apresentado por Bieniawski (1973), vindo a sofrer posteriores complementações, sendo a última em 1989 (BIENIAWSKI, 1989). A versão inicial focava escavações de túneis a grande profundidade e a versão atual já contempla outras áreas de aplicação. A classificação RMR é baseada em cinco parâmetros e um ajuste:

1. Resistência à compressão uniaxial;
2. Índice de qualidade da rocha (RQD);
3. Espaçamento das descontinuidades;
4. Condição das descontinuidades;
5. Condição da água subterrânea;
6. Orientação das descontinuidades (ajuste).

O valor do RMR é a somatória dos pontos referentes a cada parâmetro, de acordo com a tabela constante no Apêndice A. Para a versão de 1989 o valor máximo do RMR é 100 e o mínimo é 8.

A Figura 9 a seguir apresenta o gráfico de auto sustentação da escavação em função do valor do RMR.

Figura 9 - Tempo de auto sustentação da escavação, em função do RMR



Fonte: Modificado de Bieniawski (1989)

2.1.3 Sistema Q

O sistema Q de classificação de maciços rochosos foi desenvolvido por Barton, Lien e Lunde, na Noruega, em 1974 (BIENIAWSKI, 1989). Este sistema foi proposto em base a uma análise de 212 casos históricos de túneis da Escandinávia e é baseado na avaliação numérica da qualidade do maciço usando seis parâmetros. A Equação 3 apresenta o cálculo do Q.

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

Onde:

- RQD: Índice de qualidade da rocha (%);
- J_n: Número de famílias de descontinuidades;

- Jr: Número relativo à rugosidade da descontinuidade;
- Ja: Número relativo à alteração da descontinuidade;
- Jw: Índice de redução devido à influência da água na descontinuidade;
- SRF: Índice de redução de tensão.

O Q, assim como o RMR, sofreu aprimoramentos posteriores à sua publicação. Grimstad e Barton (1993), visando incluir casos de túneis escavados em maciços rochosos resistentes e submetidos a altos níveis de tensão, apresentaram uma modificação no parâmetro SRF. A tendência dessa atualização do sistema Q é o uso cada vez maior de concreto projetado neste tipo de situação, ao contrário da versão original do sistema Q que focava a utilização de cambotas metálicas e tirantes. Já em Barton e Grimstad (1994), novos valores do Índice de Suporte da Escavação (ESR) são apresentados.

Os valores de Q variam de 0,001 a 1000 e de acordo com o valor encontrado há um enquadramento do maciço em três grupos diferentes, conforme mostra a Tabela 2.

Tabela 2 - Classificação do maciço conforme o valor de Q

Q	Grupo	Classificação
0,001 – 0,01	1	Excepcionalmente ruim
0,01 – 0,1		Extremamente ruim
0,1 - 1		Muito ruim
1 - 4		Ruim
4 - 10	2	Regular
10 - 40		Bom
40 - 100		Muito bom
100 - 400	3	Extremamente bom
400 - 1000		Excepcionalmente bom

Fonte: Modificado de Barton, Lien e Lunde (1975)

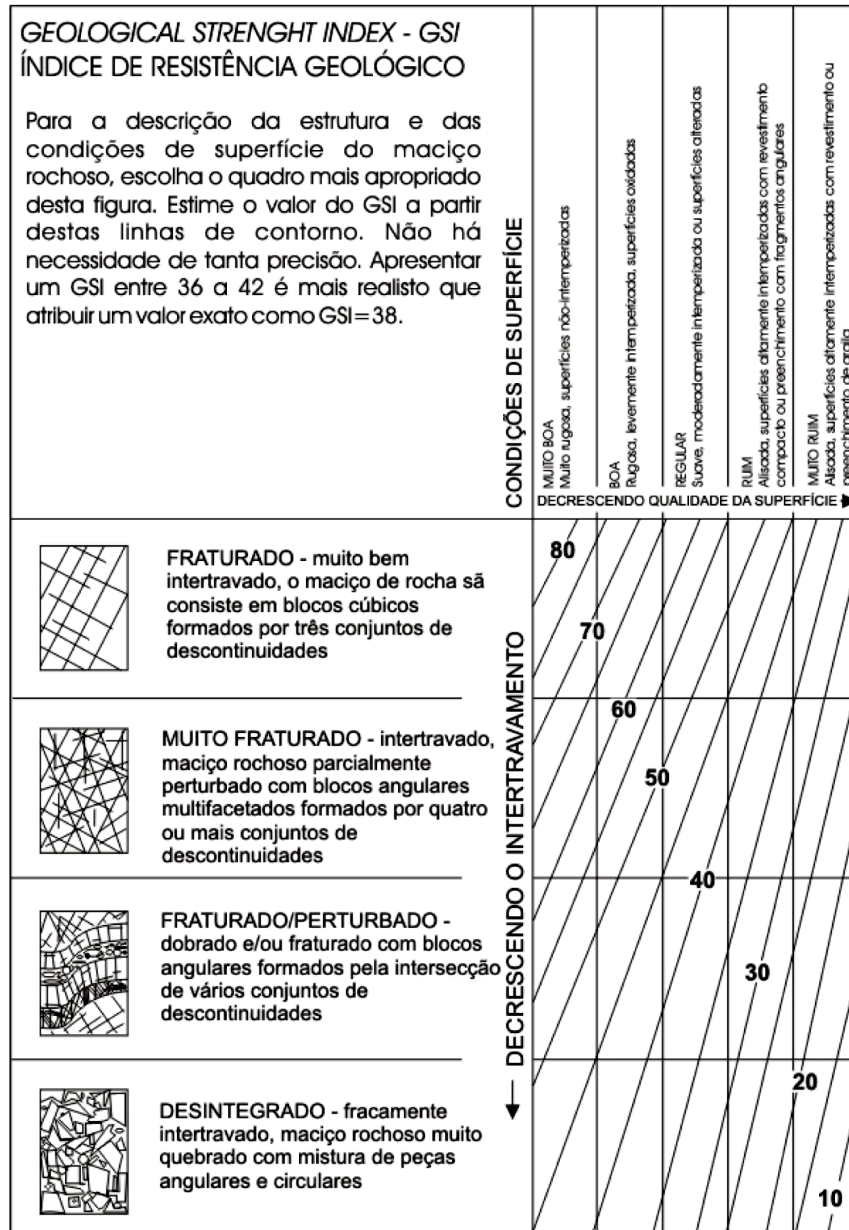
A planilha do Sistema Q encontra-se na íntegra no Apêndice B.

2.1.4 Índice GSI

Enquanto os Sistemas Q e RMR têm por objetivo o dimensionamento do suporte de uma escavação, o Índice de Resistência Geológica (GSI) foi apresentado por Hoek *et al.* (1994, 1995 e 1998) com o objetivo de se adequar o critério empírico de Hoek-Brown para maciços

fraturados, e servir de base para projeto de escavação subterrânea em rocha. A Figura 10 mostra a classificação GSI.

Figura 10 - Classificação GSI



Fonte: Modificado de Marinós e Hoek (2000)

O GSI pode ser estimado por meio dos Sistemas Q e RMR, sendo que para o RMR há diferentes fórmulas para as diferentes versões do sistema (1976 e 1989).

Usando o Sistema Q, é necessário encontrar o valor de Q modificado (Q'), que considera o valor de Jw/SRF igual a 1. Logo após se utiliza o valor do Q' na equação 4, para calcular o valor GSI.

$$GSI = 9 \times \ln Q' + 44 \quad (4)$$

Neste caso, o valor mínimo de Q deverá ser 0,0208. Usando o Sistema RMR também se pode calcular o valor GSI, pela equação 5 ou 6 a seguir.

$$GSI = RMR_{76} \quad (5)$$

$$GSI = RMR_{89} - 5 \quad (6)$$

Os valores mínimos de RMR devem ser 18, para a versão de 1976, e 23, para a versão de 1989.

2.1.5 Critério de ruptura de Hoek-Brown

Para determinar a resistência de maciços rochosos fraturados, um método empírico foi desenvolvido por Hoek e Brown (1980), no qual a resistência ao cisalhamento é representada como uma curva na envoltória de Mohr. Esse critério de resistência foi desenvolvido a partir da teoria do fraturamento em rochas frágeis, a partir de observações de maciços rochosos em campo e em laboratório.

O critério de ruptura foi introduzido para permitir a entrada de dados necessários para análise e desenho de escavações subterrâneas em rochas duras. O critério partiu das propriedades de rocha intacta e então foram introduzidos fatores para reduzir essas propriedades baseado nas características de juntas no maciço rochoso. Os autores procuraram ligar o critério empírico com as observações geológicas por meio dos sistemas de classificação do maciço, utilizando o RMR de Bieniawski (1976).

Devido a falta de alternativas apropriadas, o critério foi rapidamente adotado pela comunidade científica, sendo que com o seu amplo uso os limites originais acabaram superados. Consequentemente, se tornou necessário reexaminar essas relações e introduzir

novos elementos que permitissem uma ampla aplicação em problemas práticos os quais os critérios foram aplicados em Hoek *et al.* (2002).

Uma dessas melhorias foi a introdução da ideia de maciços “perturbados” e “não perturbados” por Hoek e Brown (1988). Também foi modificado o critério para forçar a resistência a tração do maciço rochoso para zero em maciços de baixa qualidade em Hoek *et al.* (1992).

Hoek e Brown (1997) tentaram consolidar todas as melhorias anteriores em um critério de ruptura bastante completo e com um certo número de exemplos aplicados, ilustrando a aplicação prática. Em complemento e essas melhorias nas equações, foi reconhecido que o RMR de Bieniawski não era mais adequado como ferramenta que relacionasse o critério de ruptura com as observações geológicas em campo, particularmente no caso de maciços muito frágeis. Isso resultou na introdução do *Geological Strength Index* (GSI) por Hoek *et al.* (1992). Sendo que esse índice foi posteriormente estendido para maciços rochosos fracos em Marinos e Hoek (2000).

O critério generalizado de Hoek-Brown é expresso em termos das tensões principais maior e menor, podendo ser verificado na equação 7 a seguir:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (7)$$

Onde, m_b é o valor reduzido da constante do material m_i para rocha intacta e é dada pela equação 8 a seguir:

$$m_b = m_i e^{\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D} \right)} \quad (8)$$

A Figura 11, a seguir, reúne os valores de m_i aproximados para vários tipos de rochas diferentes. Os valores de (s) e (a) são constantes para o maciço rochoso, fornecidos pelas equações 9 e 10:

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{-GSI/15} - e^{-20/3} \right) \quad (9)$$

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

Figura 11 - Valores para a constante m_i para rocha intacta (os valores em parênteses são estimados)

Tipo de Rocha	Classe	Grupo	Textura			
			Grossa	Média	Fina	Muito Fina
SEDIMENTAF	Clástica		Conglomerado* (21±3)	Arenito 17±4	Siltito 7±2	Argilito 4±2
			Brecha (19±5)		Grauvaca (18±3)	Folhelho (6±2)
	Não-Clástica	Carbonatas	Calcário Cristalino (12±3)	Calcário Espáritico (10±2)	Calcário Micrítico (9±2)	Dolomita (9±3)
		Evaporíticas		Gipsita 8±2	Anidrita 12±2	
	Orgânica				Calcário Biogênico 7±2	
METAMÓRFICA	Não-foliada		Mármore 9±3	Hornfels (19±4) Metarenito (19±3)	Quartzito 20±3	
	Levemente-foliada		Migmatito (29±3)	Anfibolito 26±6		
	Foliada**		Gnaisse 28±5	Xisto 12±3	Filito 7±3	Ardósia 7±4
ÍGNEA	Plutônica	Ácida	Granito 32±3 Granodiorito (29±3)	Diorito 25±5		
		Básica	Gabro 27±3 Norito 20±5	Dolerito 16±5		
	Hipoabissal	Porfírito (20±5)			Diabásio (15±5)	Peridoto (25±5)
	Vulcânica	Lava		Riolito (25±5) Andesito 25±5	Dacito (25±3) Basalto (25±5)	Obsidiana (19±3)
		Piroclásticas		Aglomerado (19±3)	Brecha (19±5)	Turfa (13±5)

* Conglomerados e brechas podem apresentar uma ampla extensão de valores de m_i dependendo da natureza do material cimentante e do grau de cimentação, assim eles podem ter limites de valores similares a arenito até valores usados para sedimentos de granulação fina.

** Estes valores são para amostras de rocha intacta ensaiadas na direção normal do acamamento ou da foliação. Os valores de m_i serão significativamente diferentes caso a ruptura ocorra ao longo do plano de fraqueza.

Fonte: Modificado de Hoek e Brown (1997)

O fator D depende no grau de distúrbio o qual o maciço foi submetido por influência do desmonte e relaxamento de tensões. Ele varia desde zero para um maciço rochoso *in situ* não perturbado, para um em caso de maciço rochoso altamente perturbado.

A resistência a compressão uniaxial do maciço rochoso (σ_{cm}) pode ser obtida ao se utilizar o valor de $\sigma'_3 = 0$ na equação 11, fornecendo:

$$\sigma_{cm} = \sigma_{ci} \cdot S^a \quad (11)$$

Já a resistência a tração é definida pela equação 12:

$$\sigma_{tm} = -\frac{s \cdot \sigma_{ci}}{m_b} \quad (12)$$

Hoek e Diederichs (2006) definiram uma equação para o cálculo do módulo de elasticidade do maciço rochoso com base nos valores obtidos a partir das amostras ensaiadas em laboratório, obtendo o E_i , além dos valores de GSI e D definidos previamente para o maciço. A equação 13 pode ser vista a seguir:

$$E = E_i \left(0.02 + \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\left(\frac{60 + 15D - GSI}{11}\right)}} \right) \quad (13)$$

2.1.6 Critério de ruptura de Mohr-Coulomb

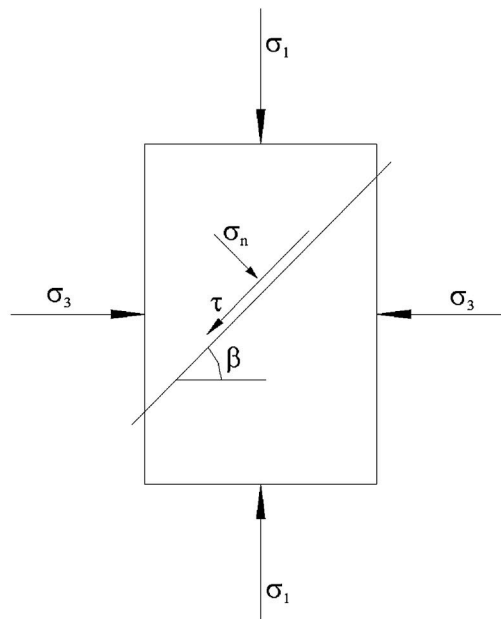
Coulomb (1776, citado por Brady e Brown, 2005) postulou que a resistência ao cisalhamento das rochas e solos era função da coesão c e de uma componente de fricção que é dependente da tensão normal sobre um plano de ruptura. Mais tarde é que foi desenvolvida a função que é utilizada hoje, em termos de tensão normal e tensão de cisalhamento.

A fórmula geral da resistência ao cisalhamento é definida conforme a equação 14, onde (τ) é a resistência ao cisalhamento, (c) é a coesão, (ϕ) é o ângulo de atrito interno e (σ_n) é a tensão normal ao plano.

$$\tau = c + \sigma_n \cdot \tan \phi \quad (14)$$

A Figura 12 apresenta a correlação entre as tensões principais e a tensão normal e de cisalhamento. Baseado nessa figura pode-se determinar as relações entre as tensões principais e a tensão normal (Equação 15) e a tensão de cisalhamento (Equação 16).

Figura 12 - Plano de ruptura e as tensões existentes em um corpo de prova



Fonte: HUDSON; HARRISON, 1997

$$\sigma_n = \frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_3) + \frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3) \cos 2\beta \quad (15)$$

$$\tau = \frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3) \sin 2\beta \quad (16)$$

Para definir a tensão principal ou tensão de pico em função de c , ϕ e σ_3 em qualquer plano definido pelo ângulo β , basta substituir as equações 15 e 16 na equação 14, definindo então a equação 17.

$$\sigma_1 = \frac{2c + \sigma_3 [\sin 2\beta + \tan \phi \cdot (1 - \cos 2\beta)]}{\sin 2\beta - \tan \phi \cdot (1 + \cos 2\beta)} \quad (17)$$

Considerando que $(\sin 2\beta = \cos \phi)$ e $(\cos 2\beta = -\sin \phi)$, a equação 17 é reduzida apenas em função de c , ϕ e σ_3 , conforme a equação 18.

$$\sigma_1 = \frac{2c \cos \phi + \sigma_3(1 + \sin \phi)}{1 - \sin \phi} \quad (18)$$

Se $\sigma_3 = 0$ então a equação 18 é reduzida para a equação 19, a qual determina a resistência à compressão do maciço σ_{cm} . Se $\sigma_1 = 0$ a equação 18 é reduzida para a equação 20, a qual determina a resistência à tração σ_{tm} .

$$\sigma_{cm} = \frac{2c \cos \phi}{1 - \sin \phi} \quad (19)$$

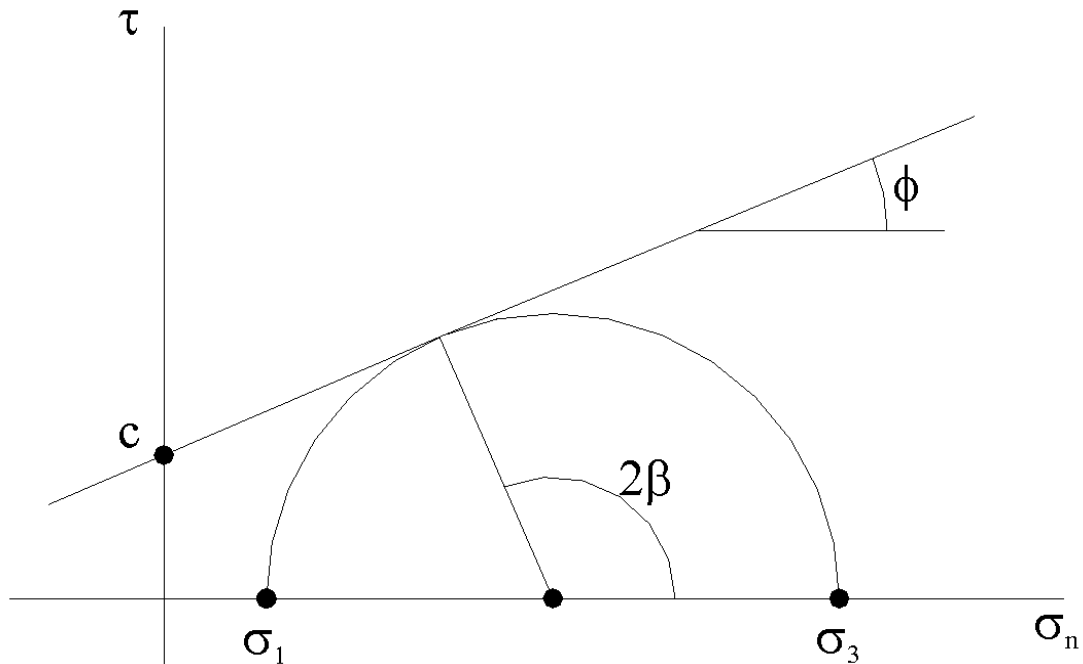
$$\sigma_{tm} = -\frac{2c \cos \phi}{1 + \sin \phi} \quad (20)$$

Os parâmetros do critério podem ser determinados por meio de gráficos, conhecidos pelos círculos de Mohr (Figura 13), onde no eixo (x) são plotadas as tensões normais e no eixo (y) as tensões de cisalhamento. A reta tangente sobre os círculos é utilizada para determinar a coesão (c) e ângulo de atrito interno (ϕ).

A reta tangente aos círculos de Mohr representa o que é conhecido de envoltória de Mohr. Os pontos abaixo da linha da envoltória representam as condições estáveis, sobre a linha tem-se o equilíbrio e as coordenadas acima da linha envelope representam condições que não são obtidas em carregamento estático.

Esse critério é de difícil aplicação, pois é mais adequado em tensões de confinamento mais elevadas, quando a rocha rompe por meio de um plano de cisalhamento. Rochas brandas rompem por esmagamento ou fraturas paralelas ao eixo de compressão. Em condições de pouco confinamento lateral, a ruptura se desenvolve com o aumento da quantidade de micro fraturas semiparalelas ao eixo da tensão principal. Apesar das dificuldades de aplicação, o critério de Mohr-Coulomb é muito utilizado pela facilidade de determinação dos parâmetros para modelos geomecânicos práticos, especialmente em casos com discontinuidades e maciços rochosos fraturados (HUDSON; HARRISON, 1997). Nesses casos o critério de Hoek-Brown foi o que melhor se ajustou, sendo que os parâmetros de Mohr-Coulomb podem ser calculados a partir do critério de Hoek-Brown.

Figura 13 - Círculo de Mohr para o critério de Mohr-Coulomb



Fonte: HUDSON; HARRISON, 1997

2.1.7 Tensões *in situ*

As tensões *in situ* também chamadas de tensões naturais, primitivas ou tensões virgens, são as tensões que existem na rocha sem haver nenhum distúrbio. No geral, as tensões *in situ* atuantes em um determinado maciço rochoso são produto de eventos cumulativos na história geológica. Um maciço rochoso pode ter sofrido vários ciclos de processos geológicos físico-químicos, térmicos e mecânicos sendo que todos esses fatores contribuíram para as tensões *in situ*, alguns influenciando mais do que outros (AMADEI; STEPHANSSON, 1997).

Em Engenharia Civil e Engenharia de Minas, as tensões *in situ* controlam a distribuição e magnitude das tensões ao redor das escavações subterrâneas, como em túneis, minas, poços e cavernas (HOEK; BROWN, 1980).

Em geral, os problemas de estabilidade relacionados as tensões, aumentam com a profundidade, mas também podem ser encontrados em escavações de baixa profundidade (0 a 200 m) devido as altas tensões *in situ* horizontais. A distribuição e magnitude das tensões *in situ* afetam a geometria, forma, dimensionamento, sequência de escavação e orientação das escavações subterrâneas (AMADEI; STEPHANSSON, 1997).

As medidas de tensões *in situ* são importantes como parâmetro de entrada nos modelos numéricos que simulam os desenhos de mina, deformações, resistência e escoramento das escavações.

O projeto do mapa mundial de tensões analisou mais de 7.300 pontos de dados coletados, revelando alguns padrões de tensões e regimes na crosta da terra (ZOBACK, 1992).

Em geral, estimar as tensões *in situ* requerem uma caracterização detalhada da geologia do local e um julgamento adequado. Uma prática comum é fazer duas considerações quando se está estimando as tensões em uma determinada profundidade, z , em um maciço rochoso. A primeira consideração é a de que o estado de tensões pode ser descrito por duas componentes: uma vertical (σ_v) devido ao peso da rocha da cobertura naquela profundidade, calculada pela equação 21, (onde γ é o peso específico médio da rocha em MN/m) e uma componente horizontal (σ_h) calculada pela equação 22. A outra consideração é a de que ambas tensões σ_v e σ_h são tensões principais (AMADEI; STEPHANSSON, 1997).

$$\sigma_v = \gamma \cdot z \quad (21)$$

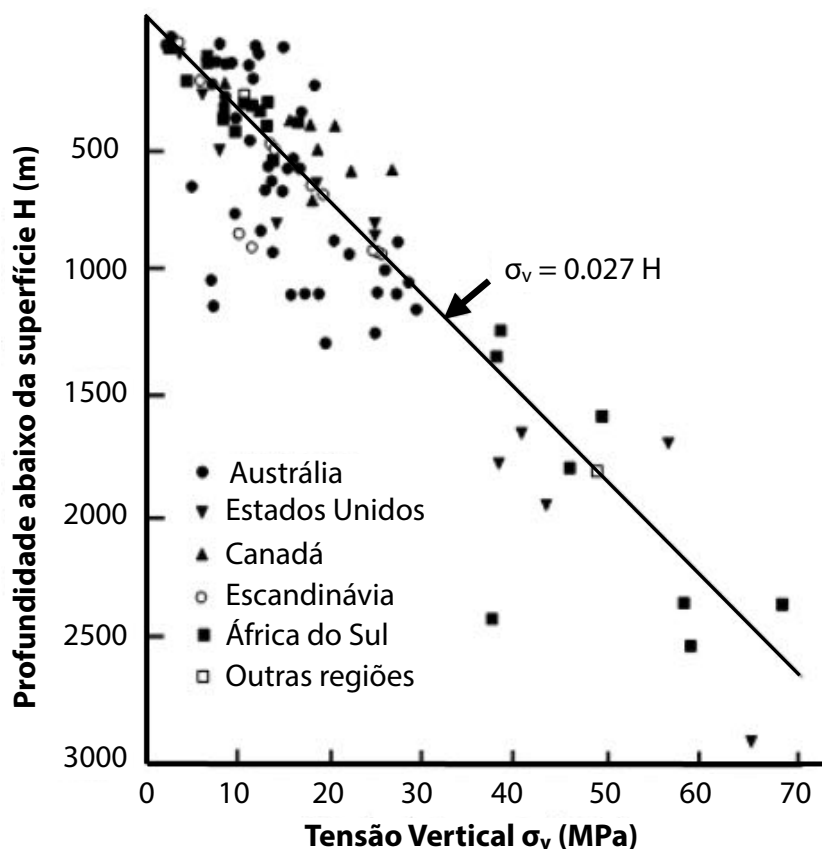
$$\sigma_h = k \cdot \sigma_v \quad (22)$$

A consideração de que $k = 1$ é uniforme no plano horizontal, tem se mostrado inadequada para descrever corretamente as tensões *in situ* quando comparadas as medidas reais de campo (HAST, 1958 *apud* AMADEI; STEPHANSSON, 1997).

De acordo com Aytmatov (1986 *apud* AMADEI; STEPHANSSON, 1997), medidas de tensões *in situ* conduzidas em diferentes partes do mundo mostraram que em 65-70% dos casos, as tensões horizontais excedem as tensões verticais.

Brown e Hoek (1978) propuseram que as variações da tensão vertical com a profundidade para diferentes regiões do mundo, variam pelo peso específico entre 0,025 e 0,033 MN/m³. Dessa forma, a tensão gravitacional deve aumentar linearmente com a profundidade com um gradiente entre 0,025 e 0,033 MPa/m. Um valor médio para o peso específico da rocha é considerado como 0,027 MN/m³ (o quartzo tem um peso específico de 0,0265 MN/m³), resultando em um gradiente de tensão vertical de 0,027 MPa/m.

Figura 14 - Gráfico da tensão vertical com a profundidade, z, abaixo da superfície



Fonte: Modificado de Brown e Hoek (1978)

Adams e Bell (1991 *apud* AMADEI; STEPHANSSON, 1997) concluíram que no Canadá, altas tensões horizontais são amplamente presentes e que as tensões horizontais mínimas e máximas geralmente excedem as tensões verticais na mesma profundidade de medida. Além disso, no escudo canadense a diferença entre a tensão principal máxima e a tensão principal mínima parece aumentar com a profundidade, sendo que a tensão principal maior e a intermediária tendem a se estabelecerem no plano horizontal (HERGET, 1993; MARTIN; CHANDLER, 1993).

Algumas estruturas geológicas recentes podem ser usadas para inferir a orientação das tensões *in situ*, particularmente em regiões onde as tensões horizontais são conhecidamente altas. Por exemplo, Franklin e Hungr (1978 *apud* AMADEI; STEPHANSSON, 1997) perceberam que em Ontario, algumas dobras e falhas do período pós-pleistoceno tenderam em se alinhar em direções perpendiculares ao esforço principal máximo de tensão.

Portanto, deve-se compreender as análises cinemáticas e dinâmicas do último evento da evolução tectônica do ambiente geológico a ser analisado. A análise cinemática refere-se à reconstrução dos movimentos ocorridos durante a formação e deformação das rochas. Já a análise dinâmica refere-se à interpretação das tensões, que produziram estas deformações (DAVIS; REYNOLDS; KLUTH, 2012). A importância das 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).

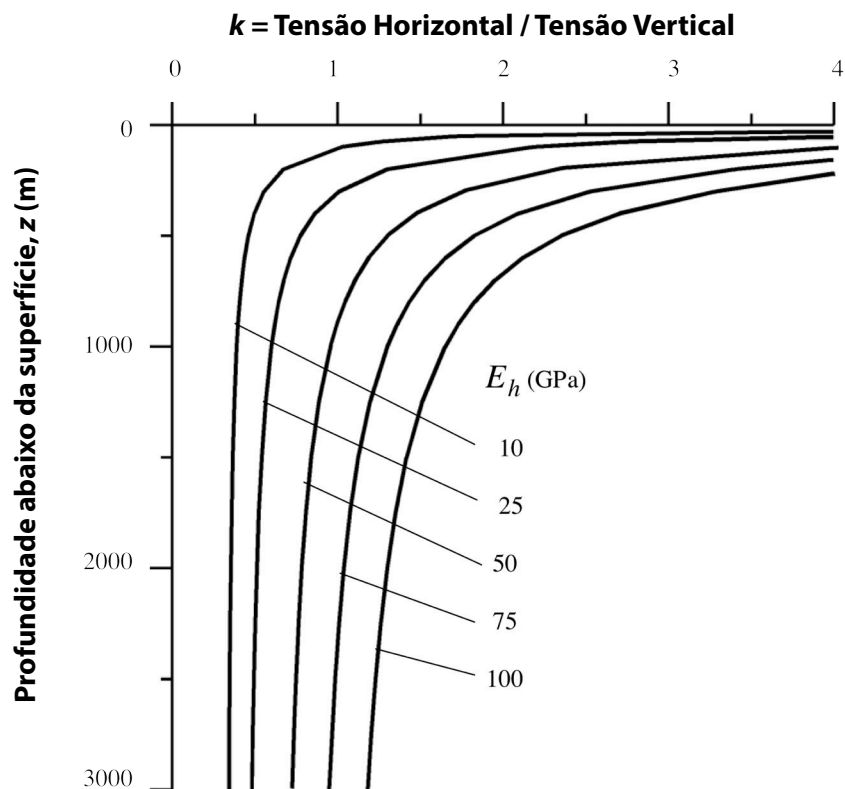
Sheorey (1994) desenvolveu um modelo elasto-estático termal da Terra. Esse modelo considera a curvatura da crosta terrestre e a variação das constantes elásticas, densidade e coeficientes térmicos de expansão por toda a crosta e manto. Ele forneceu uma equação simples que pode ser utilizada para a estimativa da razão k . A equação é mostrada a seguir:

$$k = 0.25 + 7E_h \left(0.001 + \frac{1}{z} \right) \quad (23)$$

Onde z (m) é a profundidade abaixo da superfície e E_h é a média do módulo de deformação da porção superior da crosta terrestre medida na direção horizontal. Essa direção de medida é importante particularmente em camadas de rochas sedimentares, na qual o módulo de deformação pode ser bastante diferente em cada direção.

Um gráfico para a equação 23 é fornecido na Figura 15 para diferentes valores de módulo de deformação. As curvas relacionando k com a profundidade abaixo da superfície z são parecidas com aquelas publicadas por Brown e Hoek (1978) e outros para estimativas de tensões *in situ*.

Figura 15 – Valores de k para diferentes módulos de deformação, variando com a profundidade, baseados na equação de Sheorey



Fonte: Modificado de Sheorey (1994)

2.2 MÉTODO DE LAVRA: CÂMARAS TRANSVERSAIS

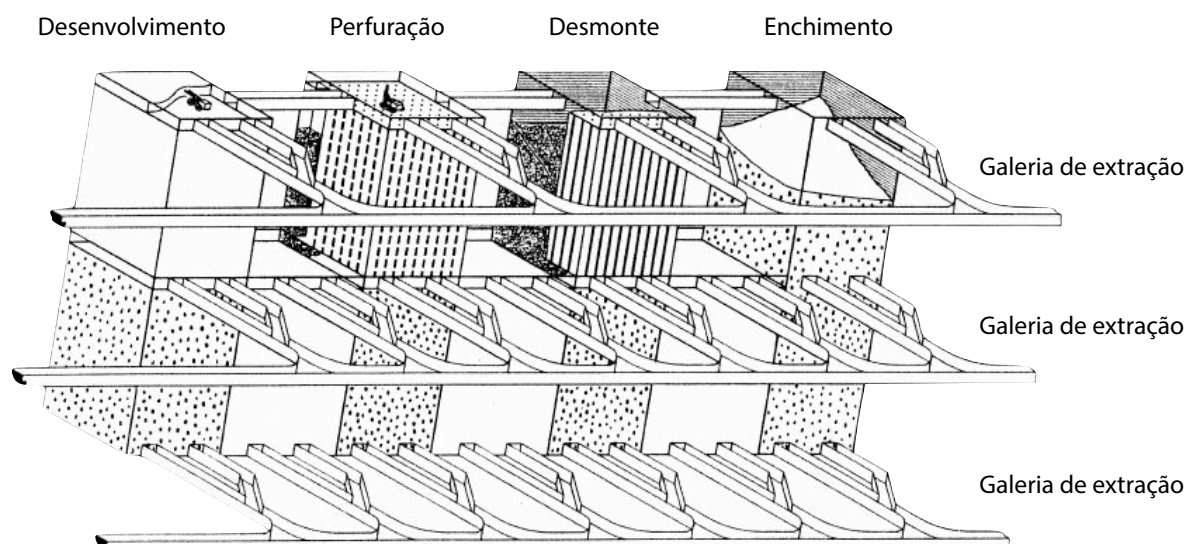
2.2.1 Layout e definições

O método *Transversal Stope* é um método de larga escala conhecido por possuir a vantagem de simplificar a sequência de lavra. É denominado método *Open Stopping* e é muito semelhante ao *Sublevel Open Stopping*, *Longitudinal Longhole Retreat*, e *Blast Hole Stopping*.

No método *Transversal Stope* o maior eixo do *stope* e dos acessos principais é perpendicular ao *strike* do corpo de minério. Os *drawpoints* estão localizados nas galerias de acesso inferior (*undercut*) e se estendem desde o *hangingwall* até *footwall*. Geralmente se utiliza este método quando a qualidade do *hangingwall* limita o *span* dos *stopes*. Essa metodologia requer maior desenvolvimento de galerias em estéril no *footwall*, se comparado com o método *Sublevel Stope*. Entretanto, como cada *stope* possui acesso independente, permite uma maior flexibilidade com respeito a sequência e ao

planejamento da lavra. Um desenho típico do método *Transversal Stope* pode ser visto a seguir na Figura 16.

Figura 16 – Layout típico de uma mina com método *Transversal Stope*

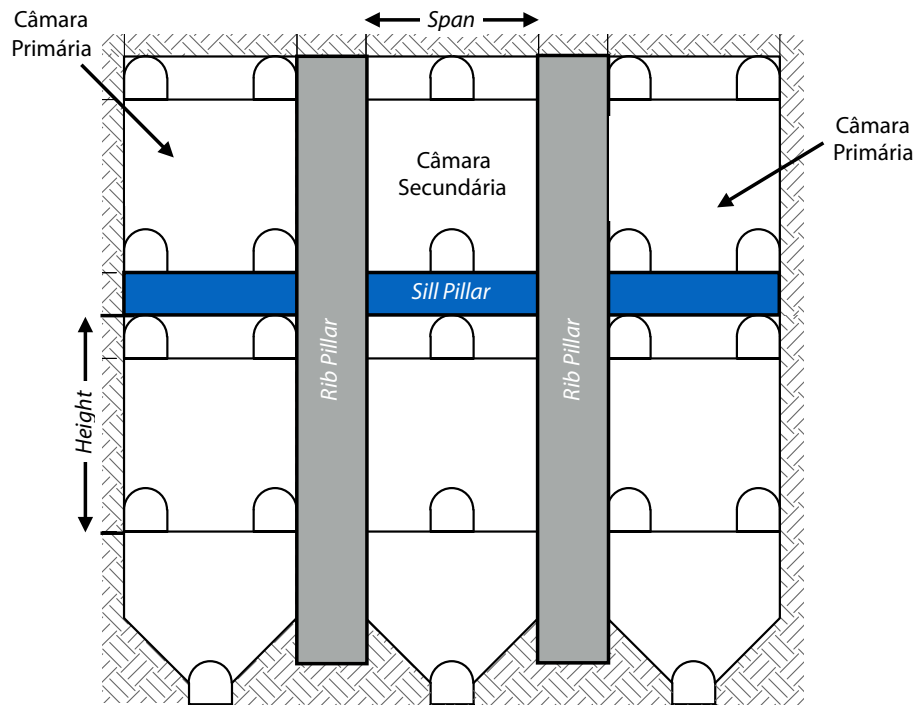


Fonte: Modificado de Villaescusa (2014)

Abaixo estão as definições dos termos gerais utilizados para o método *Transversal Stope*, sendo mostrados esquematicamente na Figura 17 abaixo.

- Câmara primária: Câmara lavrada inicialmente
- Câmara secundária: Câmara lavrada em sequência posterior as câmaras primárias
- *Span*: Largura do *stope* ao longo do *strike* do minério
- *Height* (Altura): Distância entre o piso e o teto da câmara.
- *Rib pillar*: Pilar alinhado paralelamente ao *stope*, perpendicular ao *Strike*.
- *Sill pillar*: Pilar horizontal que separa os níveis ou *stopes*, na vertical.

Figura 17 – Vista em seção transversal (paralela ao *hangingwall*) das Câmaras Transversais

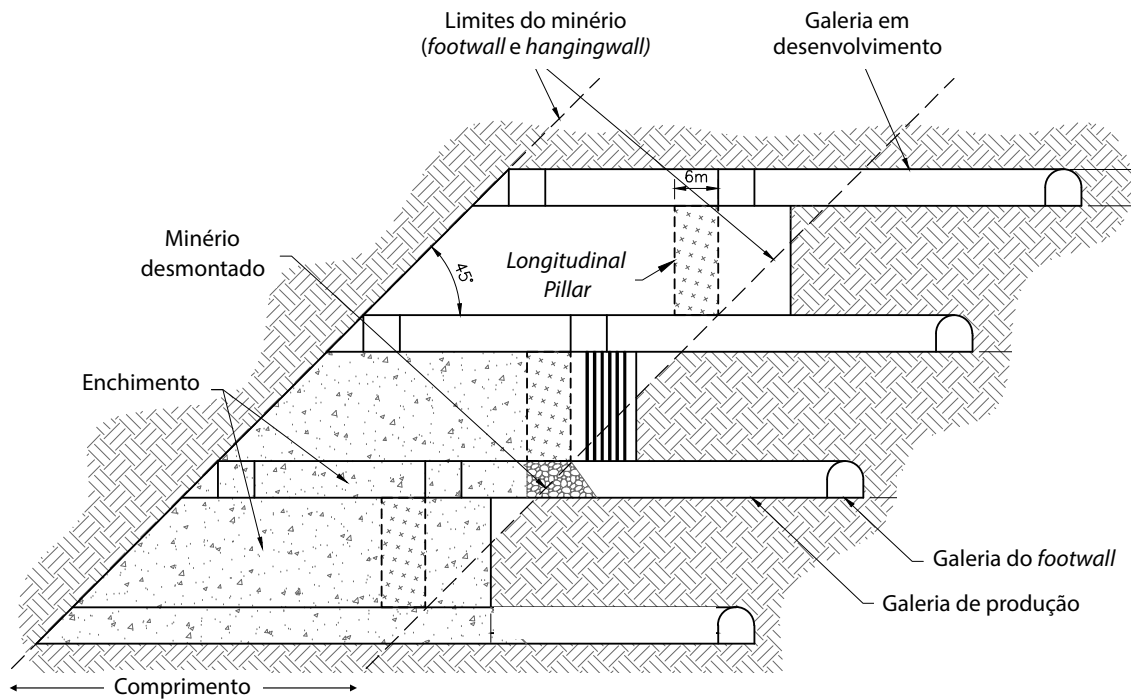


Fonte: Autoria própria

Na Figura 18 a seguir pode se verificar o layout do método em uma seção longitudinal, sendo descritos:

- Comprimento: Distância perpendicular entre o *footwall* e o *hangingwall*.
- *Longitudinal pillar*: Pilar alinhado ao longo do *strike* do minério.

Figura 18 - Vista em seção longitudinal das câmaras transversais



Fonte: Autoria própria

2.2.1.1 Vantagens do método

- Método de larga escala com alta produtividade, do tipo "bulk";
- Grandes *stopes* resultam em alta produtividade e diminuem os custos com perfuração e desmonte;
- Método altamente mecanizado;
- Os *stopes* podem ser minerados simultaneamente, flexibilizando o planejamento de lavra;
- Proporciona alta recuperação do depósito.

2.2.1.2 Desvantagens do método

- Necessidade de muitos desenvolvimentos resultam em alto custo de capital;
- Desenvolvimento ocorre principalmente em estéril;
- Baixa seletividade do minério;
- Impossibilidade de aplicação em minérios filoneanos;
- Diluição moderada, dificuldade de contenção do *hangingwall*;

- Necessidade considerável de ventilação devido as atividades simultâneas de equipamentos nos níveis superiores e inferiores.

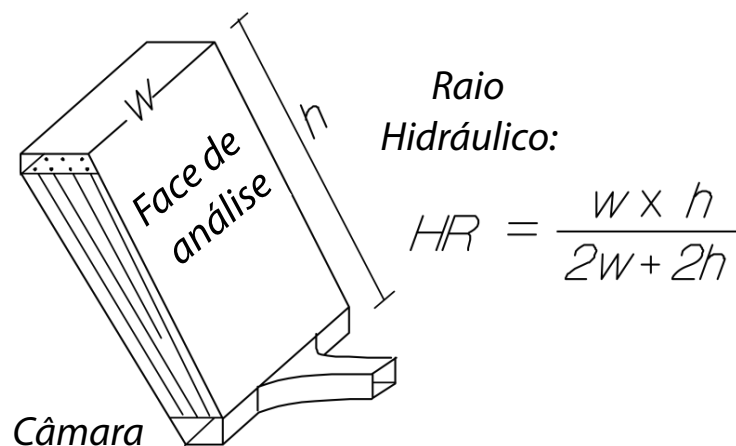
2.2.2 Método empírico para dimensionamento de câmaras

O método gráfico é um método empírico inicialmente demonstrado por Mathews et al. (1981) tendo sua aplicação altamente difundida na mineração. Ao longo do tempo este método sofreu adaptações por diferentes autores como Potvin (1988) e Nickson (1992) buscando aumentar sua confiabilidade no dimensionamento de câmaras estáveis utilizando escoramento com *cabolebolts*. Somente o N' (Potvin) será considerado neste estudo. Esse método tem sido referenciado como método de *Potvin*, método de *Mathews/Potvin*, método gráfico de estabilidade modificado ou somente método gráfico de estabilidade.

O primeiro passo para o dimensionamento de câmaras pelo método empírico é realizar a classificação geomecânica do maciço rochoso. Para isso é necessário um levantamento das estruturas principais do maciço. Posteriormente devem ser considerados os fatores geométricos da escavação, para o cálculo do raio hidráulico (HR) pela equação 24. A Figura 19 exemplifica o cálculo do raio hidráulico para o *hangingwall*.

$$HR = \frac{\text{Área (m}^2\text{)}}{\text{Perímetro (m)}} = \frac{w \times h}{2 \times (w + h)} \quad (24)$$

Figura 19 – Desenho explicativo sobre o cálculo do raio hidráulico



Fonte: Modificado de Hutchinson e Diederichs (1996)

A qualidade do maciço rochoso é definida através do cálculo do Q' (sistema Q modificado) descrito na equação 25 a seguir.

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \quad (25)$$

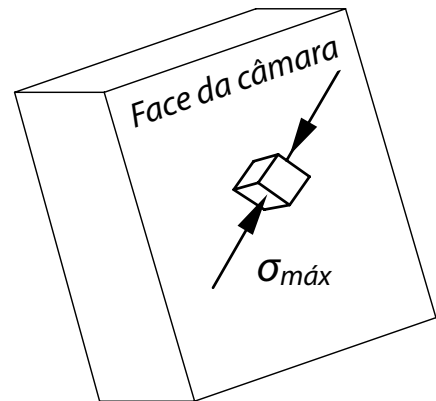
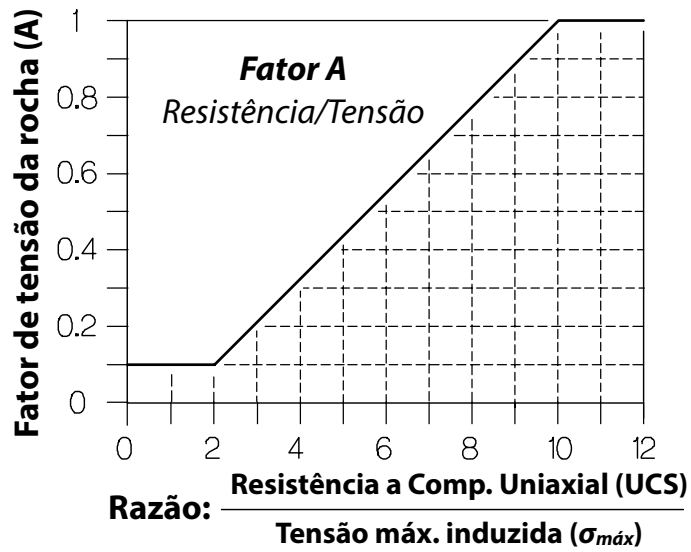
Onde:

- RQD: Índice de qualidade da rocha (%);
- J_n: Número de famílias de descontinuidade;
- J_r: Número relativo à rugosidade da descontinuidade;
- J_a: Número relativo à alteração da descontinuidade;

Após determinar o valor de Q' o próximo passo é determinar o fator A (Figura 20) que é o respectivo valor obtido no eixo y a partir do valor do eixo x obtido pela divisão entre a resistência a compressão uniaxial da rocha pela tensão máxima existente. Já o fator B (Figura 21) é calculado através do menor ângulo entre uma descontinuidade e a face da câmara. Por fim o fator C é obtido através do ângulo e do tipo de ruptura considerada (Figura 22). Esses fatores serão inseridos na equação para o cálculo do N' (número de estabilidade) mostrado na equação 26 a seguir.

$$N' = Q' \times A \times B \times C \quad (26)$$

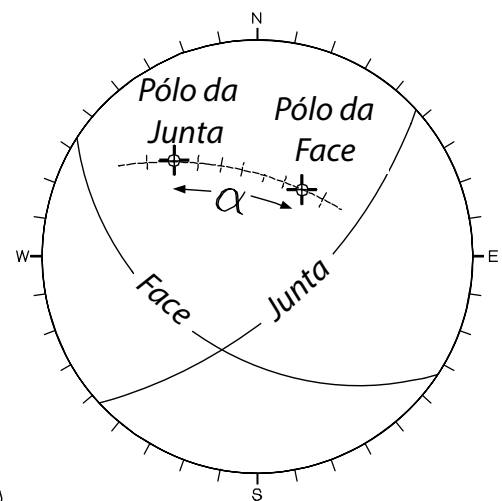
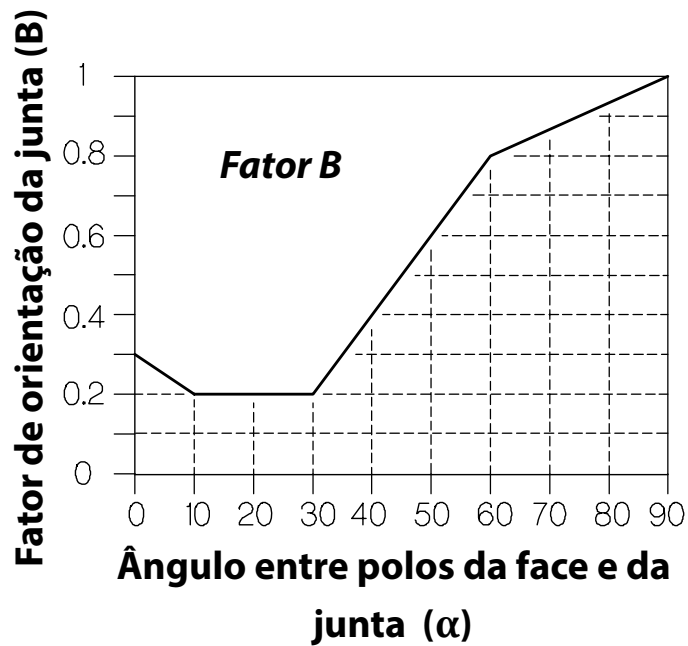
Figura 20 - Ábaco para o cálculo do fator A



O $\sigma_{máx}$ pode ser obtido a partir de modelos numérico de tensões 2D ou 3D

Fonte: Modificado de Hutchinson e Diederichs (1996)

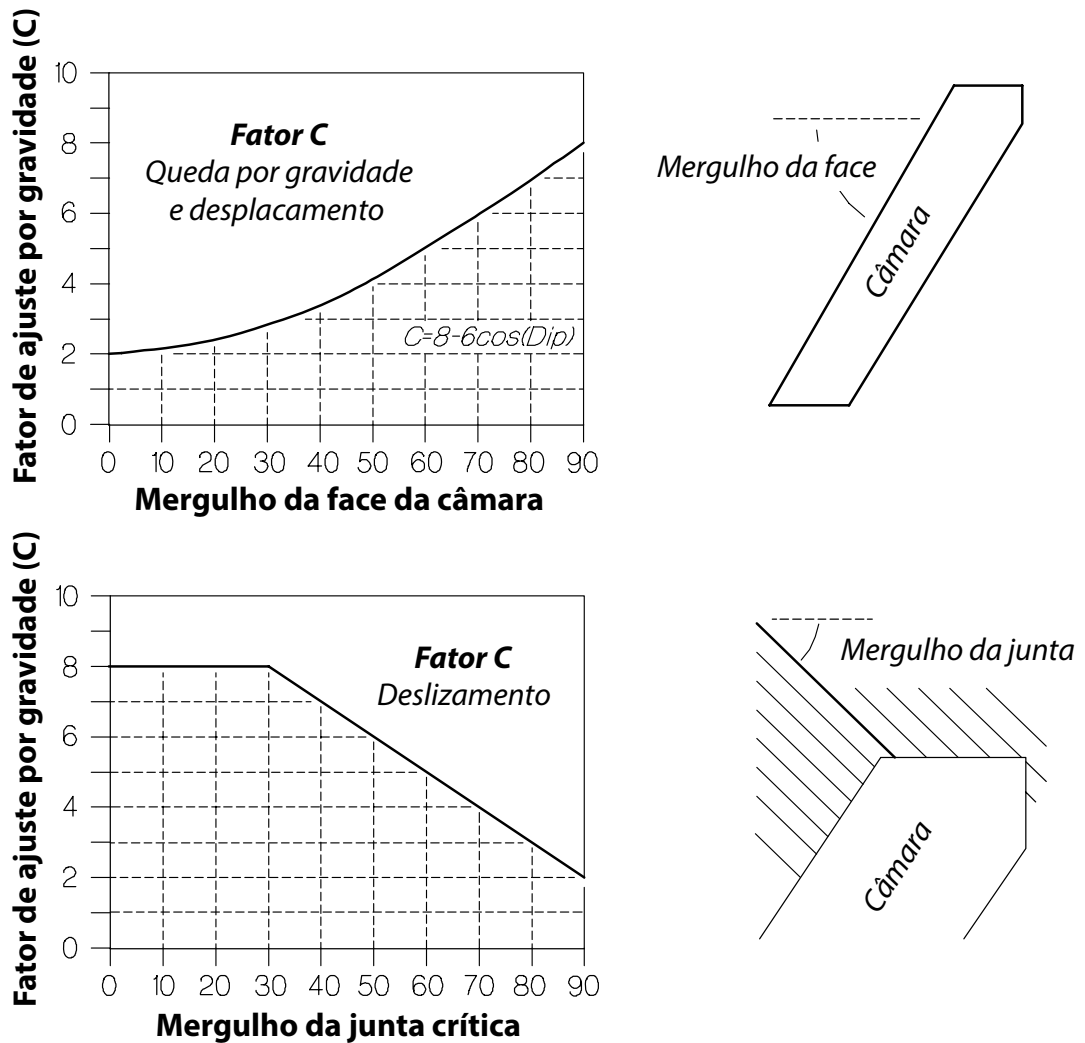
Figura 21 - Ábaco para o cálculo do fator B



Determinação do ângulo verdadeiro entre dois planos: ângulo entre pólos

Fonte: Modificado de Hutchinson e Diederichs (1996)

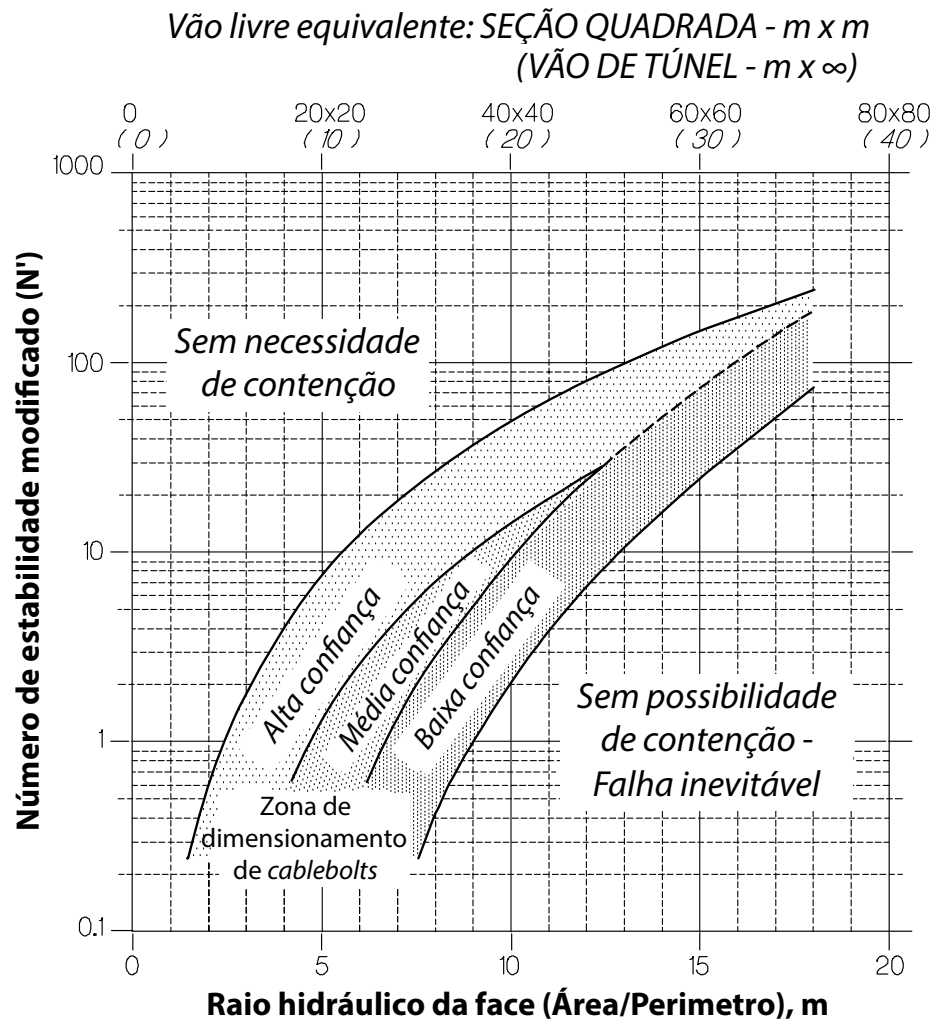
Figura 22 - Ábaco para o cálculo do fator C



Fonte: Modificado de Hutchinson e Diederichs (1996)

O valor calculado para o número de estabilidade (N') juntamente com o valor anteriormente calculado para o raio hidráulico (HR) devem ser plotados no gráfico de estabilidade a seguir (Figura 23).

Figura 23 - Gráfico de estabilidade

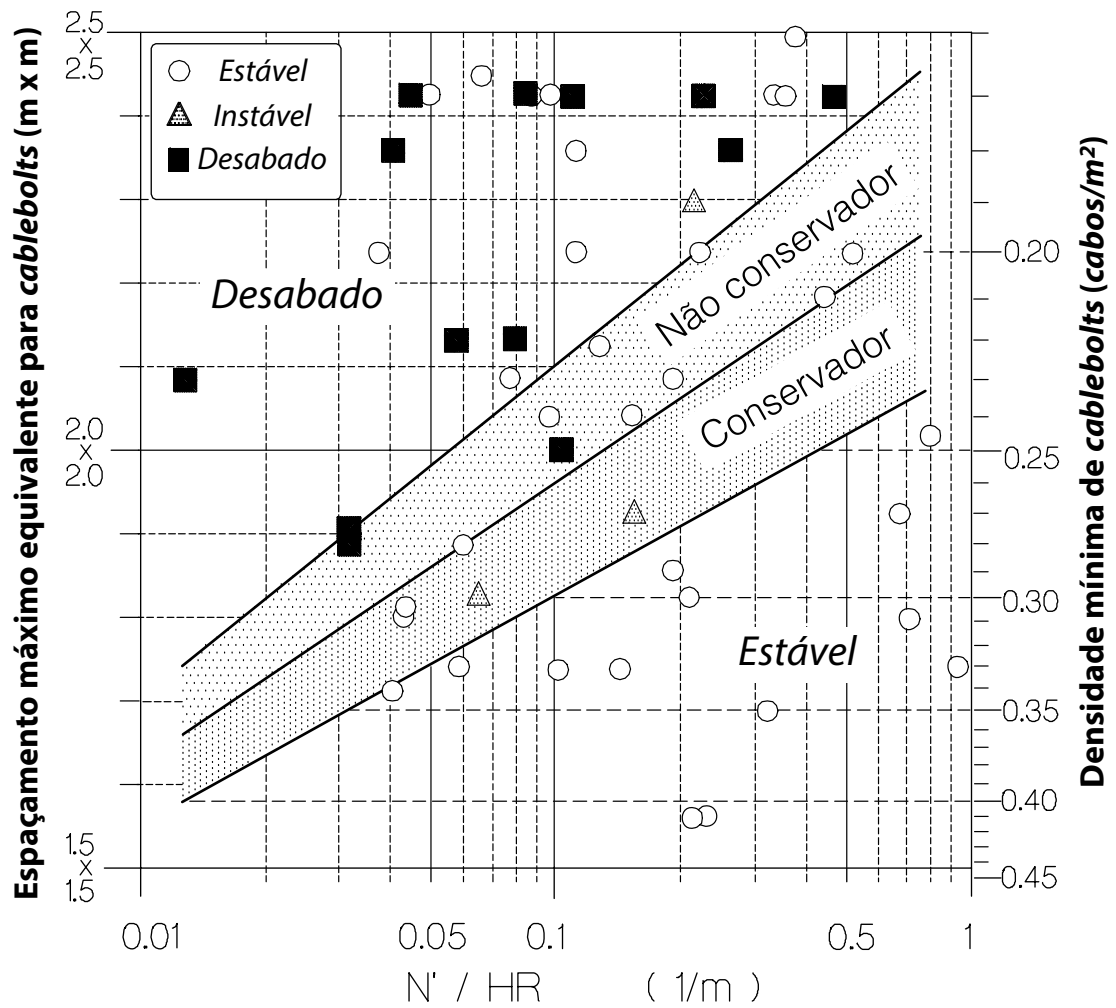


Fonte: Modificado de Hutchinson e Diederichs (1996)

Após a plotagem do ponto no gráfico de estabilidade é possível passar para a etapa de dimensionamento dos cabos, caso o ponto esteja dentro da “zona de confiança” para dimensionamento de cabos.

Para o cálculo da densidade de cabos segundo o método de Nickson (1992) se utiliza o ábaco da figura a seguir (Figura 24).

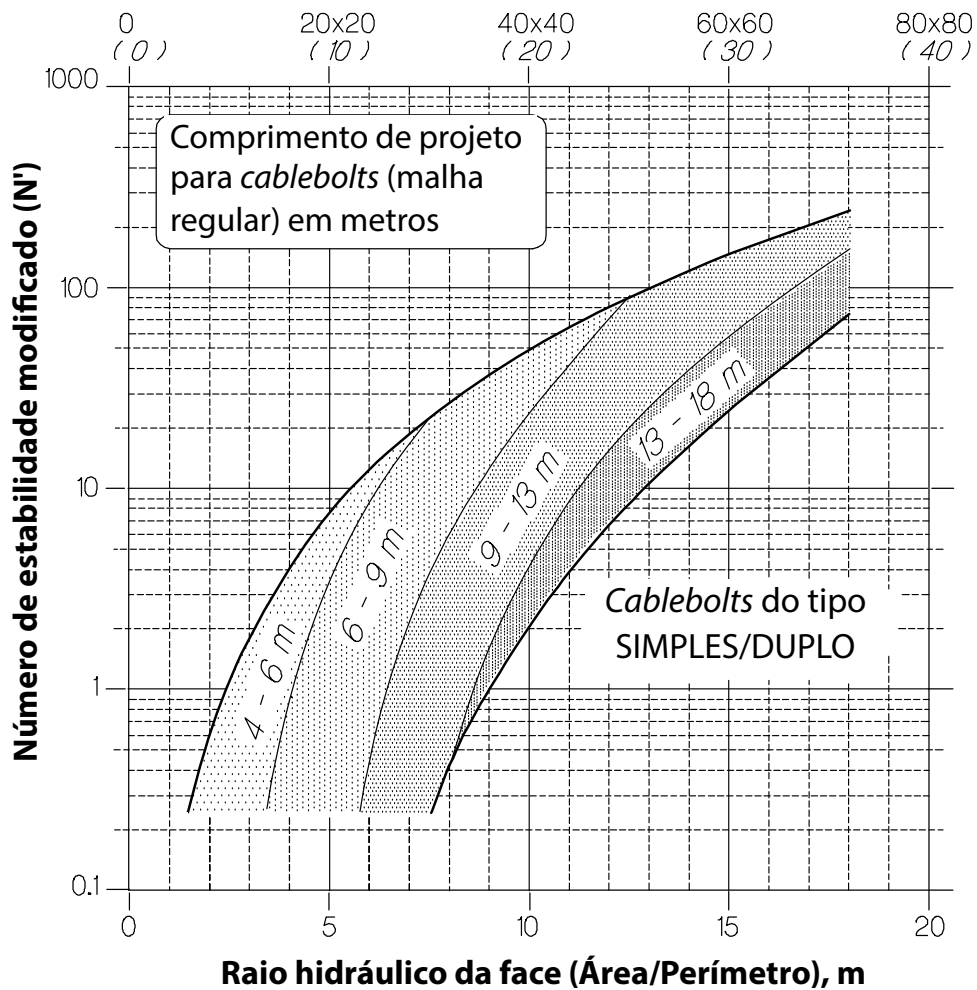
Figura 24 - Ábaco para cálculo da densidade de cabos, segundo Nickson (1992)



Fonte: Modificado de Hutchinson e Diederichs (1996)

Para o dimensionamento do comprimento de cabos se utiliza o ábaco da Figura 25. Para sua utilização é necessário plotar o ponto referente ao raio hidráulico calculado e o número de estabilidade.

Figura 25 - Âbaco para cálculo do comprimento de cabos, segundo Nickson (1992)



Fonte: Modificado de Hutchinson e Diederichs (1996)

2.2.3 *Cablebolts* no método de câmaras transversais

O escoramento utilizando *cablebolts* realiza duas funções principais: uma combinação de reforço e sustentação. Como reforço, os cabos evitam a separação e escorregamento ao longo de planos de fraqueza do maciço rochoso. Sendo possível evitar a separação das juntas e fraturas, a influência dessas discontinuidades poderá ser minimizada, criando uma espécie de efeito viga. Como sustentação, os *cablebolts* atuam mantendo esta viga estável, garantindo que não haja diluição por deslocamento de material proveniente do *hangingwall* (HUTCHINSON; DIEDERICHS, 1996).

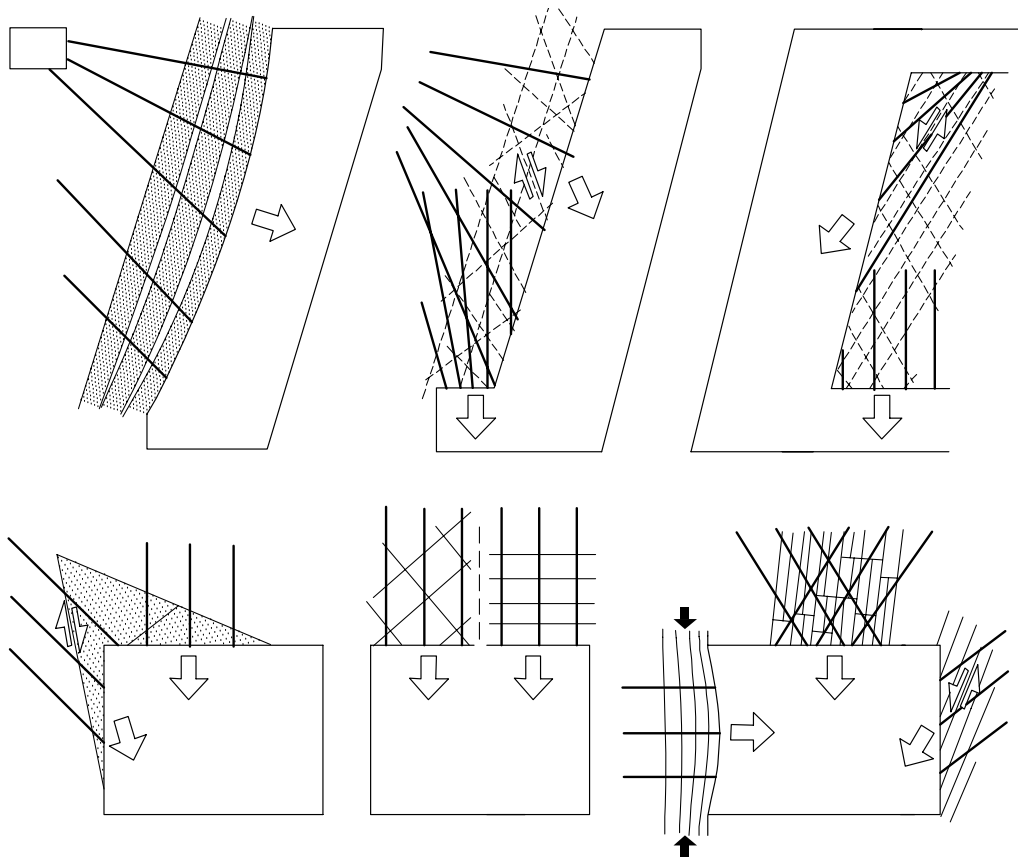
Um maciço rochoso teórico, efetivamente contínuo, é sempre mais resistente do que um descontínuo, então fazendo essa analogia os cabos podem ser capazes de prover aumento de resistência em um maciço fraturado. Entretanto, *cablebolts* não são capazes de

aumentar a resistência de um maciço rochoso contínuo e são ineficientes em prevenir que uma rocha dura sofra faturamento por altas tensões. Se a resistência do maciço rochoso não é suficiente para resistir ao efeito de tensões induzidas ou se as discontinuidades são desfavoráveis a escavação, resultando em blocos livres e removíveis, então o uso de *cablebolts* poderá ser eficiente em manter esses elementos, rochas rompidas ou blocos livres no lugar (HUTCHINSON; DIEDERICHS, 1996).

Os *cablebolts* são ineficientes na retenção de pequenos elementos soltos em maciços rochosos pobres, a não ser que sejam utilizados em conjunto de outros elementos como malhas, concreto projetado, cintas ou outras coberturas para a superfície. O mesmo é verdadeiro para rochas fraturadas em profundidade. Se o faturamento é muito intenso os *cablebolts* sozinhos podem não ser capazes de manter a rocha fraturada no lugar. Porém se o maciço rochoso na superfície da escavação for mantido unido, por outros sistemas de contenção, cabos acoplados aos elementos de contenção podem fornecer capacidade efetiva de sustentação.

A orientação dos *cablebolts* é um problema tridimensional, no qual o *strike* e a inclinação precisam ser corretamente definidos. Na orientação ótima, o cabo deve desenvolver sua resistência máxima contra as forças atuantes. Essas forças são dependentes do potencial do modo de ruptura na superfície do *stope*. Por exemplo, no caso de queda de blocos por gravidade as forças principais geradas nos cabos são de tração. Os cabos precisam então ser orientados verticalmente de maneira a maximizar a resistência atuando contra a gravidade (HUDSON; HARRISON, 1997).

A Figura 26 a seguir representa a orientação ótima necessária para os cabos em cada um dos casos.

Figura 26 – Otimização do ângulo dos *cabolebolts*

Fonte: HUTCHINSON; DIEDERICHS, 1996

No método de câmaras transversais, não é economicamente viável tentar prevenir todas as formas de instabilidade. Uma certa quantidade de diluição é geralmente aceitável se dentro dos limites econômicos. Os custos e a diminuição de rentabilidade devido a essas diluições devem ser comparados contra os custos de escoramento (materiais, tempos e mão de obra) de maneira a determinar a ação a ser tomada, entre reforçar (aumentar, melhorar) ou não o escoramento.

2.2.4 Perfuração em leques

A perfuração e o desmonte nos métodos de câmaras abertas (*Sublevel Stopping*, *Transversal Stope*, etc.) são muito importantes pois envolvem a interação do maciço rochoso, malha de perfuração, tipos de explosivos e sequência de iniciação. Devido a presença de furos relativamente longos, existe a necessidade de uma boa precisão e eficiência de perfuração.

Dependendo das condições do maciço rochoso e da geometria das câmaras, a perfuração em leques pode necessitar de furos ascendentes, descendentes, leques laterais, leques omnidirecionais de 360°, inclinados ou no mesmo plano vertical de giro.

A perfuração é realizada por meio dos mecanismos de percussão adequados, onde com a correta pressão de alimentação ocorre a penetração do *bit* na interface *bit-rocha* em cada movimento da broca. A rotação realiza a troca da posição do botão do *bit* em relação ao fundo do furo, seguindo de uma percussão transmitida para o *bit* na nova posição. A limpeza do furo com água, durante a perfuração, é necessária para remover os fragmentos de rocha além de refrigerar os elementos de perfuração e diminuir a produção de poeira em suspensão (VILLAESCUSA, 2014).

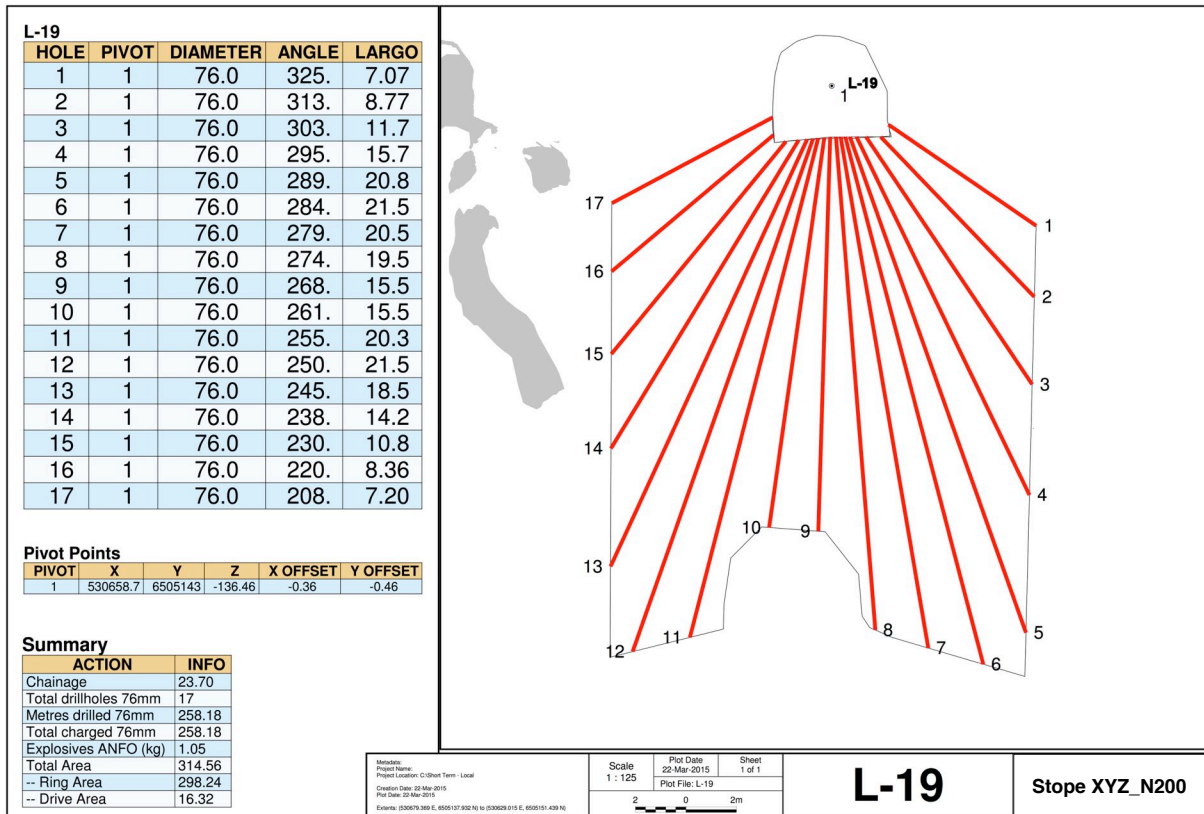
A perfuração de furos longos pode ser realizada tanto por perfuratrizes com martelo do tipo *top-hammer* ou do tipo *in-the-hole* (ITH). Na configuração *top-hammer* o martelo da perfuratriz fica no topo das barras de perfuração, assim a transferência da energia de percussão precisa percorrer todas as barras até chegar no *bit*. Já no método ITH, o mecanismo de percussão (martelo) fica localizado diretamente acima do *bit*, dentro do furo, sendo a primeira peça da coluna de perfuração (VILLAESCUSA, 2014). Portanto, a energia de impacto é transferida em uma distância mais curta da coluna de perfuração antes de atingir a interface *bit-rocha*, resultando em menor desvio e menor perda de energia mecânica.

O diâmetro mínimo de perfuração, comprimento máximo dos furos e a precisão desejada, determinam o tipo de configuração de perfuração mais adequada para cada aplicação. O diâmetro para produção *top-hammer* varia desde 51 mm até 127 mm, com o comprimento máximo limitado a 50 m, devido ao peso da coluna de perfuração e capacidade de armazenamento das barras de perfuração. Entretanto, na maioria dos casos o comprimento dos furos é geralmente menor do que 35 m devido a limitações na precisão da perfuração dos furos. Já os diâmetros normalmente utilizados na perfuração ITH variam de 85 mm até 215 mm, com furos acima de 60 m de comprimento.

O objetivo dos desenhos de perfuração é o de mostrar em escala a localização dos furos em relação as galerias de acesso ao corpo mineralizado e os limites do *stope* para o operador da perfuratriz (Figura 27). Restrições dos equipamentos quanto a ângulos limites de perfuração, comprimentos de furos devem ser considerados no momento do desenho. Normalmente não é possível perfurar paralelamente a paredes críticas, como paredes do *hangingwall* devido a falta de acesso. A geometria dos furos também está restrita, por

exemplo, pela distância mínima necessária entre o equipamento e a parede da galeria, para livre movimentação do braço de perfuração.

Figura 27 - Layout típico de um plano de perfuração (*Ring Design*), de uma câmara transversal, entregue ao operador da perfuratriz



Fonte: Autoria própria

2.2.5 Desmonte de rochas

A escolha do explosivo é natural a partir da escolha do diâmetro do furo, que é determinado pelas considerações de tamanho do bloco de minério e a medida em que são os furos a serem perfurados. Praticamente qualquer explosivo pode ser utilizado em furos verticais descendentes, mas um sistema de injeção de explosivos é necessário quando a inclinação dos furos é sub-horizontal. A mesma restrição se aplica para furos ascendentes. Em grandes diâmetros, produtos como ANFO e emulsão bombeada são a única opção, mas a escolha final pode depender de outros fatores como a disponibilidade de equipamentos de carregamento adequados.

Explosivos com alta densidade, alta energia e bem acoplados ao furo, possuem o melhor potencial, garantindo boa fragmentação em desmonte de *rings*. O ANFO só pode ser

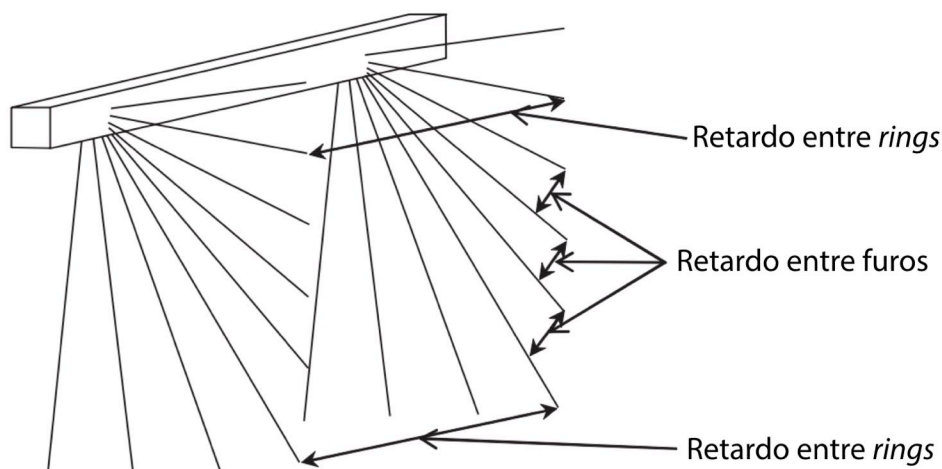
utilizado em furos secos. Seu custo baixo e conveniência do carregamento pneumático, associados a uma boa eficiência de quebra, fazem dele uma escolha flexível em várias condições. Em particular, a coluna de ANFO deve ser reforçada com *boosters* a cada 8 m de intervalo, garantindo a manutenção de uma velocidade de detonação estável ao longo de toda a coluna de carga. Qualquer explosivo encartuchado, de alta velocidade de detonação, pode ser usado como iniciador (*booster*) para o ANFO, sendo que um erro na escolha do *booster* resultará em baixa performance, pois o ANFO não será corretamente ativado.

O objetivo fundamental da sequência de retardos é a de prover a cada coluna de carga o máximo de faces livres possíveis de serem liberadas. No desmonte dos *rings* isso pode ser atingido não somente iniciando um furo em direção a face livre, mas também pela iniciação de cada furo com pelo menos uma face livre na direção dos furos adjacentes do mesmo *ring*.

A Figura 28 mostra o conceito de retardos entre *rings* (*inter-ring*) e entre furos (*inter-hole*) no mesmo *ring* em um desmonte de câmaras abertas. Retardos entre furos são geralmente mantidos no mínimo possível para otimizar a interação entre furos e melhorar a fragmentação. Para atingir este objetivo, retardos de período curto (séries de tubo de choque de sigla MS ou SP) são normalmente utilizados.

Devido a dispersão dos detonadores, o tempo de retardo de cada *ring* precisa ser dimensionado de maneira a evitar disparos fora de sequência, onde furos de outras linhas podem acabar iniciando antes do que todos os furos da primeira linha, mais próxima da face livre, tenham sido disparados. Um retardo mínimo de 20 ms/m de afastamento é recomendado entre *rings* sucessíveis.

Figura 28 – Layout de retardos entre furos e entre *rings* em um desmonte típico do método de Câmaras Transversais



Fonte: Modificado de Villaescusa (2014)

2.3 TIPOS DE ENCHIMENTOS

A diluição causada pelo enchimento é um aspecto importante quando se estão extraído câmaras adjacentes em um método sem uso de pilares. A estabilidade da face exposta do enchimento é influenciada por múltiplos fatores, alguns deles inclui dimensões dos *stopes*, resistência do enchimento, coesão e exposição a vibrações induzidas pelo desmonte de câmaras adjacentes em extração.

O processo de enchimento é utilizado para preencher os *stopes* vazios depois de completamente extraídos. O enchimento utilizado é composto de material estéril. Ele é geralmente utilizado em *stopes* extraídos por método *Cut and Fill* ou *Sublevel Stopping*. O método de enchimento é uma prática relativamente comum em minas metálicas e tem se mostrado como um bom suporte passivo em minas de rochas duras, diminuindo a diluição, deslocamentos no *hangingwall* e *footwall*, além de ajudar no aumento da recuperação global do depósito.

O enchimento é produzido pela mistura entre um agente ligante e materiais inertes em grandes quantidades. O agente de ligação pode incluir cimento Portland comum, escória fina e cinzas volantes. Já o material inerte pode ser estéril do desenvolvimento, agregados britados ou classificados, areia grossa e rejeitos da planta de processos. Aditivos também podem ser misturados com o enchimento para aumentar a sua resistência, viscosidade e para controlar o tempo de cura.

2.3.1 Uncemented Rock Fill - URF

O *Uncemented Rock Fill* (URF) consiste de rocha estéril graduada ou não, obtida de desmonte a céu aberto ou do desenvolvimento de galerias subterrâneas em estéril. Este enchimento é utilizado como suporte passivo em escavações subterrâneas. É um material de enchimento de baixo custo e sua disposição é simples, não contém nenhum tipo de cimento mas pode tornar-se consolidado em um estágio posterior através da injeção ou percolação de cimento, se necessário. Existem algumas variações do URF que aumentam sua performance e qualidade geomecânica, por exemplo o *Cemented Rock Fill* (CRF).

2.3.2 Cemented Rock Fill - CRF

O *Cemented Rock Fill* (CRF), também conhecido como *Consolidated Rock Fill*, é composto de agregados classificados ou não, misturados com cimento na proporção global de 4 – 6%. Conteúdos de cimento abaixo de 4% são ineficientes para fornecer ligação entre os agregados. Já um conteúdo de cimentos maior do que 6% é antieconômico para o método de câmaras abertas. Entretanto, altos teores de cimento são geralmente empregados para garantir a estabilidade de *drifts* em métodos do tipo *fill*. Estéril do desenvolvimento também pode ser utilizado no lugar dos agregados ou pode ser misturado com eles no CRF (HASSANI; ARCHIBALD, 1998).

2.4 DILUIÇÃO

Existem dois tipos de diluição identificadas, a diluição planejada e a diluição não planejada (SCOBLE; MOSS, 1994). Nos tópicos a seguir serão comentados esses dois tipos, mostrando as principais causas de diluição. Na Figura 29 a seguir pode se verificar a geometria das diluições existentes em uma câmara em extração.

2.4.1 Diluição planejada

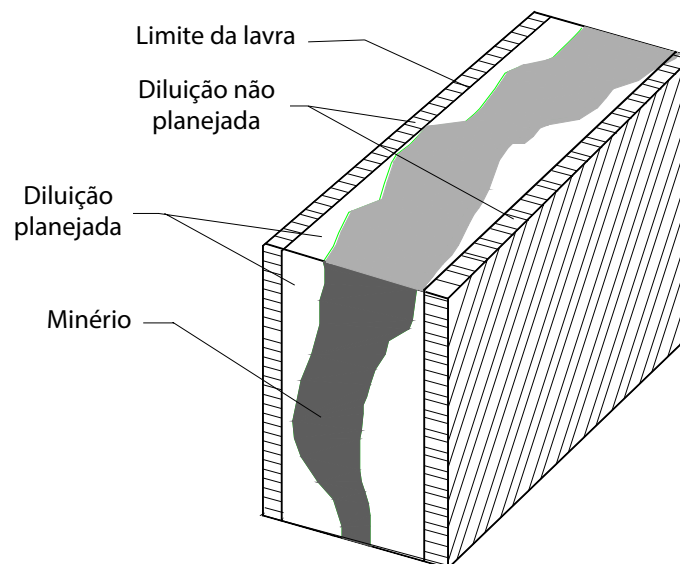
- Do tipo “interna”: É uma diluição que ocorre devido a presença de diques e/ou inclusões de estéril, presentes na forma de lentes finas, dessa maneira, não podem ser efetivamente separados como estéril durante a lavra. Entretanto, essa diluição já está englobada na estimativa de recursos como parte da zona mineral.
- Pelo tipo de desenho: Quando estéril é extraído de maneira a melhorar a geometria final da câmara.

- Pelo *hangingwall*: É a diluição mínima já esperada pela queda de material estéril do *hangingwall* durante a abertura da câmara.

2.4.2 Diluição não planejada

- Diluição causada pela queda de material de enchimento das paredes laterais (câmaras adjacentes), durante a lavra das câmaras secundárias.
- Diluição por *Overbreak* e deslocamento da parede do *hangingwall*, induzida durante o desmonte das câmaras.

Figura 29 – Definição da diluição existente em uma câmara em extração



Fonte: Modificado de Scoble e Moss (1994)

2.4.3 Cálculos de diluição

Existem vários métodos para cálculo da diluição. Duas definições, mais importantes e mais utilizadas, sobre diluição são resumidas a seguir nas equações 27 e 28 (PAKALNIS; POULIN; HADJIGEORGIOU, 1996).

$$\text{Diluição 1} = \left(\frac{\text{Estéril extraído}}{\text{Minério extraído}} \right) * 100 \quad (27)$$

$$\text{Diluição 2} = \left(\frac{\text{Estéril extraído}}{\text{Minério} + \text{estéril extraído}} \right) * 100 \quad (28)$$

Essas duas equações, como foi dito, são as mais utilizadas na mineração. Porém, o valor obtido a partir delas não pode ser comparado diretamente com câmaras de dimensões distintas. Para contornar esse problema se buscou uma equação capaz de ponderar a diluição pelas dimensões da câmara, obtendo-se um valor linearizado para a diluição.

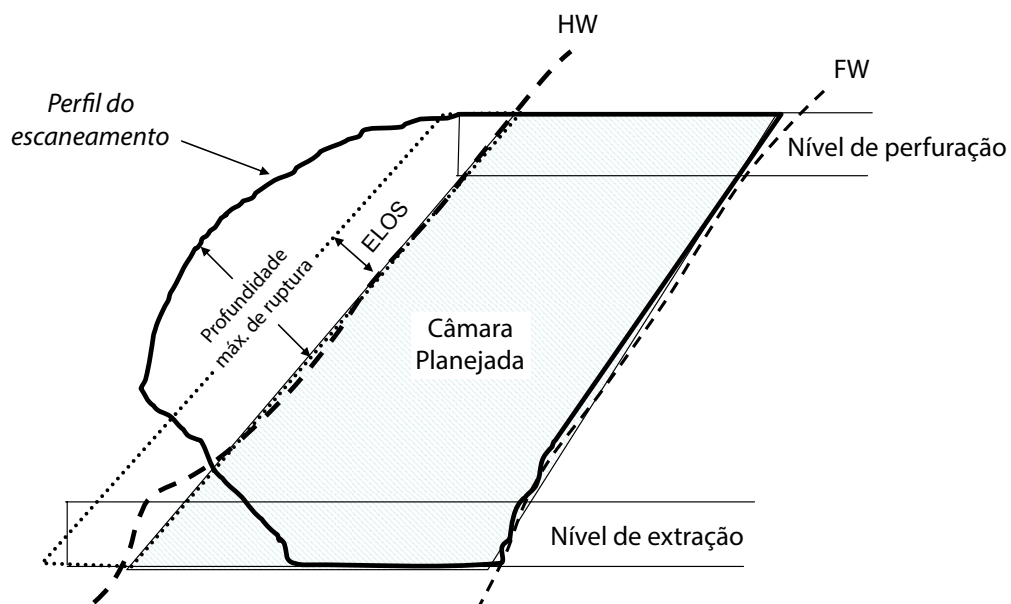
Dessa forma Clark e Pakalnis (1997) utilizaram o volume do *overbreak*, *underbreak* e a área da superfície do *stope* como medida de desempenho do *stope*, definindo o *ELOS* (*Equivalent Linear Overbreak/Slough*) e o *ELLO* (*Equivalent Linear Lost Ore*), respectivamente, por meio das equações 29 e 30.

$$ELOS = \frac{V_{OB}^S}{A_S} \quad (29)$$

$$ELLO = \frac{V_{UB}^S}{A_S} \quad (30)$$

Onde V_{OB}^S e V_{UB}^S são o volume do *overbreak* e *underbreak*, respectivamente, e A_S é a área da superfície de uma face particular do *stope*. A Figura 30 a seguir demonstra o conceito do ELOS aplicado em uma câmara que sofreu diluição no *hangingwall*.

Figura 30 – Conceito do ELOS aplicado em uma câmara que sofreu diluição no *hangingwall*



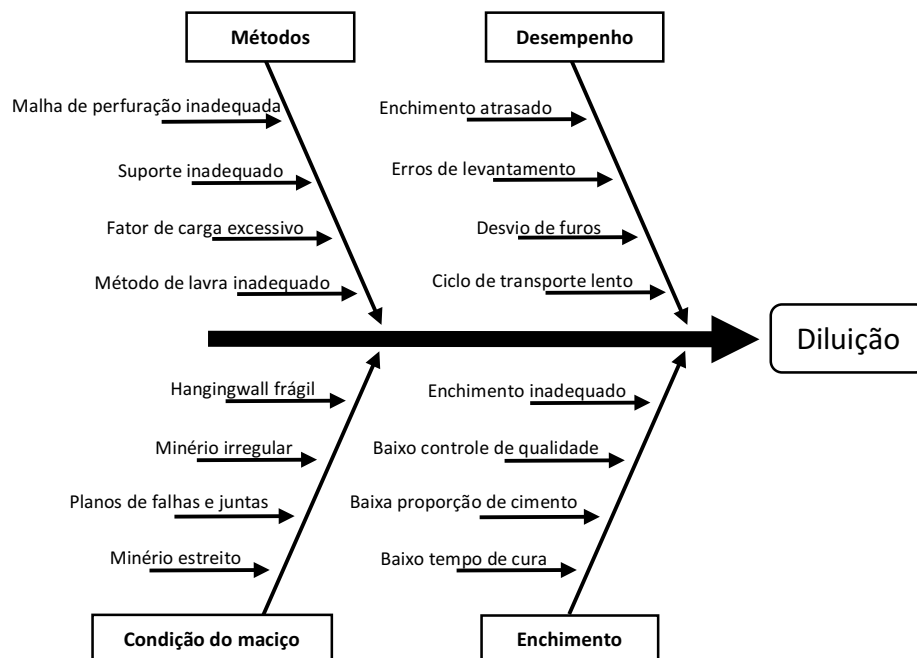
Fonte: Modificado de Capes (2009)

Clark e Pakalnis (1997) também plotaram essas medidas em um gráfico de estabilidade, usando o número de estabilidade modificado, N' de Potvin (1988) com o raio hidráulico (HR).

2.4.4 Causas da diluição

Diluição não planejada de minério geralmente é chamada na literatura como diluição secundária. Os fatores que induzem essa diluição foram resumidos por De la Vergne (2008), como mostra a Figura 31 a seguir.

Figura 31 - Diagrama de causa e efeito ilustrando os fatores potenciais causadores da diluição



Fonte: Modificado de De la Vergne (2008)

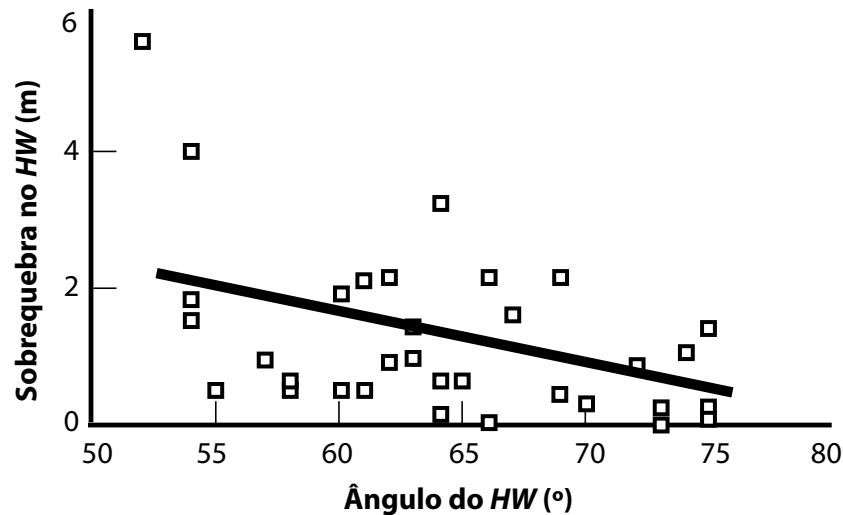
Este trabalho está focado especificamente na diluição causada por condições do maciço e estado tensional das paredes do *hanginwall* durante a abertura das câmaras.

2.4.4.1 Influência do ângulo do *hanginwall* na diluição

A diluição não planejada do minério esta relacionada ao ângulo de mergulho deste. Yao et al. (1999) e Henning e Mitri (2007) perceberam que em um *hanginwall* com ângulo de mergulho muito baixo o distúrbio ocasionado por baixas tensões σ_3 pode permitir o alívio

de uma cunha instável, aumentando a tendência a diluição sob o efeito da gravidade (Figura 32).

Figura 32 - Diluição no *hangingwall* em função do ângulo de mergulho. A linha sólida representa uma tendência linear dos dados



Fonte: Modificado de Yao et al. (1999)

2.4.4.2 Influência do estado tensional na diluição

O crescimento de novas fraturas foi estudado por Hoek (1968), que demonstrou a existência de uma correlação entre o crescimento de fraturas e a razão entre 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 aproxima-se de zero. No caso em que tensão principal menor torne-se uma tensão de tração, o crescimento de novas fraturas será maior.

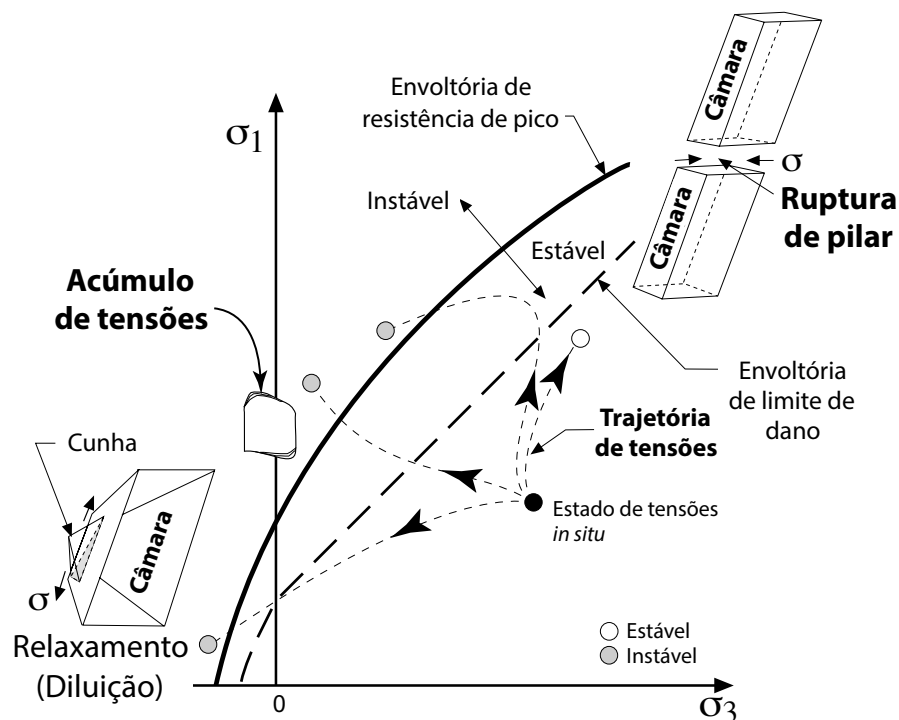
Com bases nas considerações anteriores, Martin et al. (1999) formularam a hipótese que a tensão de confinamento (σ_3) poderia ser um bom indicador de comportamento, para prever a quantidade de diluição não planejada de minério, mais especificamente, a superfície de valor igual a $\sigma_3 = 0$. Para confirmar essa hipótese eles analisaram alguns casos de *stopes* de mina, utilizando modelos numéricos a partir do método de elementos de contorno. Nos *stopes* analisados, os resultados previstos pelas simulações numéricas foram concordantes com as observações de campo. Portanto, a hipótese sugerida mostrou-se verdadeira. Além disso, os autores observaram que, a diluição não planejada de minério é sensível à orientação das tensões, em relação à direção do realce.

A diluição é resultado do relaxamento de tensões do maciço rochoso. Ela é definida como uma redução no estado de tensões paralelo à parede da escavação (MARTIN et al., 1999). A Figura 33 demonstra esse e outros estados tensionais possíveis durante a escavação.

No caso de maciços rochosos fraturados, Martin et al. (1999) ressaltaram que a diminuição do confinamento acarreta, frequentemente, no deslocamento das paredes do *hangingwall* do *stope*. Já em maciços de boa qualidade, com presença de descontinuidades, os deslocamentos não são verificados com o relaxamento, a menos que o crescimento de novas fraturas individualize blocos, que venham a deslocar das paredes do *hangingwall*.

O maciço possui uma capacidade de auto suporte que depende das propriedades da rocha e estruturas geológicas. O critério de resistência à tração pode ser usado para avaliar a estabilidade da parede do *hangingwall* e o potencial de diluição, segundo relatado por Mitri et al. (1998).

Figura 33 – Diagrama de possíveis estados de tensões em uma câmara durante a escavação



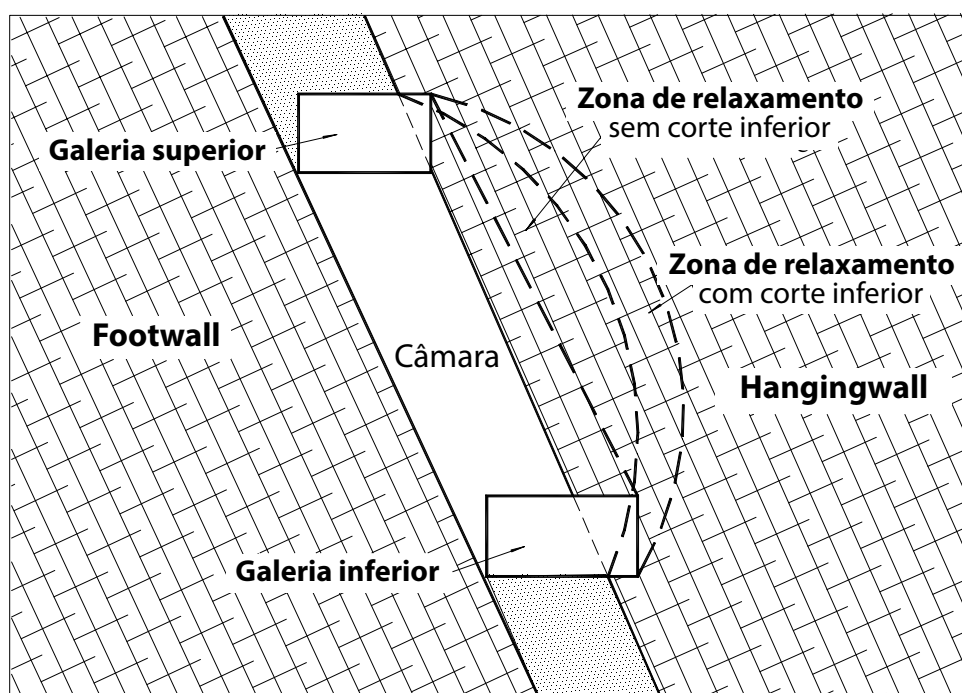
Fonte: Modificado de Martin et al. (1999)

Durante o desenvolvimento das galerias de acesso e dos *drifts* existem pontos cruciais onde ocorrem grandes alterações nas tensões induzidas. Um desses pontos é

justamente no contato entre a galeria inferior de acesso ao *stope* (*undercut*) com a parede do *hangingwall*. Neste ponto o *undercut* produz uma interrupção da continuidade das tensões no *hangingwall*, produzindo uma zona de relaxamento de tensões onde as tensões são próximas a zero e tangenciais a parede da câmara (WANG, 2004).

No caso do *Sublevel Stope* a Figura 34 a seguir mostra o efeito causado pela sobre-escavação da galeria de *undercut*, verificando sua influência na redistribuição de tensões no *hangingwall*.

Figura 34 - Esquema ilustrativo da influência da zona de relaxamento em uma câmara aberta



Fonte: Modificado de Wang et al. (2002)

2.4.4.3 Influência do relaxamento de tensões na eficiência dos *cabobolts*

Pesquisas (Kaiser et al., 1992; Diederichs et al, 1993; Maloney et al, 1992, Pieterse, 1993; MacSporran et al., 1992; Bawden, 1994; Hyett et al., 1995 citadas por Hutchinson e Diederichs, 1996) mostraram conclusivamente que a mudança das tensões no maciço rochoso, após a instalação de *cabobolts*, podem afetar profundamente a resistência da ligação cabo-cimento-rocha.

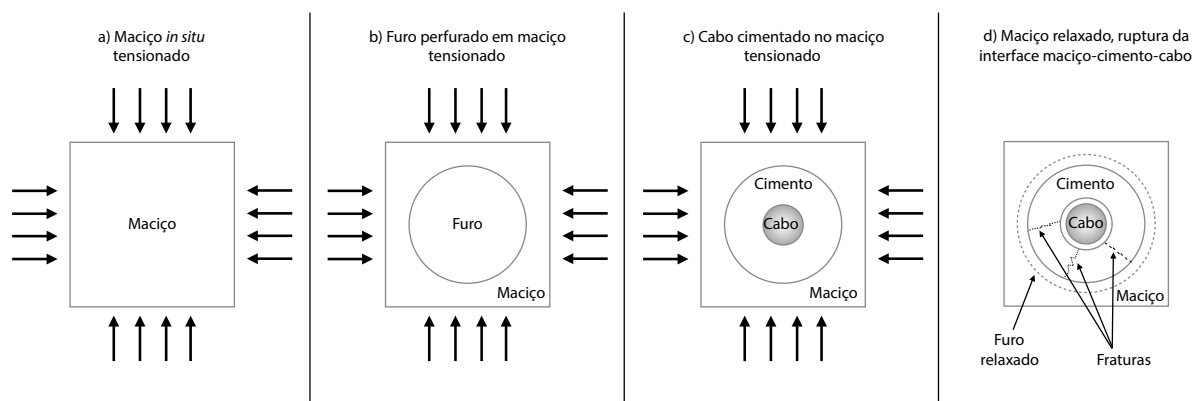
Em resumo, o aumento das tensões no maciço produz um aumento na resistência da ligação, enquanto que uma redução de tensões pode reduzir a resistência. No último caso é possível que em um maciço inicialmente tensionado, a resistência do cabo caia para

zero quando relaxado. Várias rupturas de *cabobolts* foram observadas pelos autores (Kaiser et al., 1992; Hutchinson e Diederichs, 1996) e podem ser atribuídas a redução das tensões ao longo dos cabos instalados.

Para compreender esse mecanismo é necessário considerar a sequência de instalação dos *cabobolts*. Primeiro, o furo é perfurado na rocha tensionada, então o furo deforma internamente enquanto é perfurado. Após a criação, as paredes do furo estão radialmente aliviadas, o cabo é então inserido e cimentado. A coluna cimentada também está aliviada, mas em contato total com o cabo e a rocha.

A diminuição das tensões ao redor do maciço rochoso, por influência da escavação, resulta na expansão do furo na medida em que a rocha relaxa. Como resultado, o cimento relaxado começa a se separar do furo e do cabo. Essa separação precisa ser fechada antes que a pressão de dilatação possa ser gerada. Essa redução na resistência da ligação se traduz em uma redução geral na capacidade de transferência de carga do cabo (Figura 35).

Figura 35 – Mecanismo de diminuição da eficiência dos *cabobolts* por influencia das tensões no maciço. a) Maciço *in situ* tensionado; b) Furo perfurado em maciço tensionado; c) Cabo cimentado no maciço tensionado; d) Maciço relaxado, ruptura da interface maciço-cimento-cabo



Fonte: Autoria própria

Sabendo que os maciços rochosos, quando relaxados ou desconfiados, são os mais prováveis de necessitarem suporte é preocupante que os *cabobolts* estejam em risco de perderem resistência e capacidade global no momento em que são mais necessários.

Por essas razões, várias geometrias modificadas de *cabobolts* (modificações do formato *plain strand*) têm sido desenvolvidas ao longo dos anos as quais possuem sensibilidade reduzida a essas mudanças além de possuírem uma melhor resistência de interface e rigidez (HUTCHINSON; DIEDERICHS, 1996).

De maneira a evitar esse risco é preciso considerar geometrias alternativas para os *cablebolts* como do tipo *birdcaged* ou *bulbed strand* os quais tendem a mostrar menos sensibilidade a mudança de tensões.

A influência da mudança de tensões também pode ser reduzida modificando a sequência operacional, evitando a instalação de cabos em zonas de alta concentração de tensões, por exemplo, a frente de uma câmara em produção, que passará futuramente para um estado de relaxamento de tensões. Também é recomendável garantir que exista uma porção de comprimento do cabo, na porção superior, que não esteja totalmente afetada pela redução das tensões, caso contrário o cabo poderá ser completamente arrancado se sofrer tração suficientemente alta. A utilização de placas, barril cunha e pré-tensionamento dos *cablebolts* mantêm essa parte inicial dos cabos insensíveis a mudança de tensões.

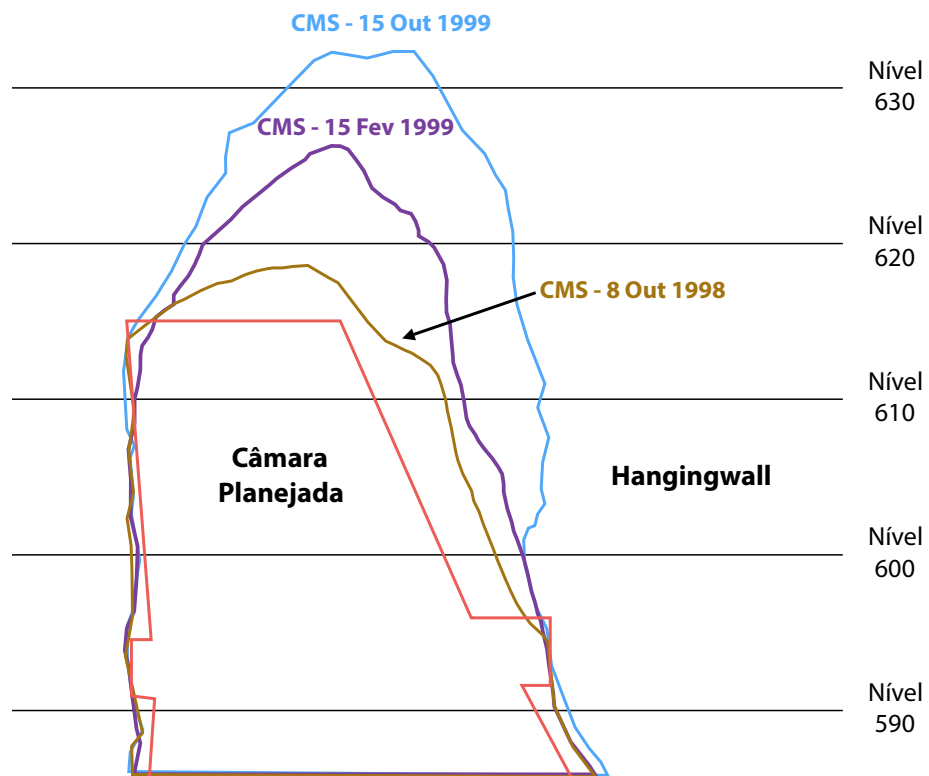
2.4.4.4 Influência do tempo

O tempo de abertura em que uma superfície é deixada exposta é um fator que influencia na estabilidade das escavações subterrâneas. Bieniawski (1976) percebeu que o tempo é uma das variáveis da estabilidade de escavações em túneis. Eles introduziram o termo “tempo de auto suporte” para túneis sem escoramento. O tempo de auto suporte foi definido como o período de tempo o qual uma escavação subterrânea irá permanecer aberta após a escavação (HOEK; BROWN, 1980).

Maciços com melhores condições são capazes de prover maior tempo de auto suporte para uma dada dimensão de espaço aberto. Após o tempo de auto suporte, instabilidades devem ocorrer. Pois com o decorrer do tempo, a estabilidade de uma escavação diminui, seja pela propagação de estruturas existentes ou até mesmo pelo início de fraturas secundárias. Além disso, o fluxo constante de água através de estruturas abertas, causa a diminuição do atrito e até mesmo aumenta a separação entre elas (HOEK; BROWN, 1980).

Ran (2002) conduziu um estudo de uma câmara aberta, onde vários escaneamentos foram realizados e depois comparados com a geometria do stope logo após sua extração, o resultado pode ser visto na Figura 36. O estudo mostrou um deslocamentos progressivo relacionado com o tempo de exposição do *hangingwall*.

Figura 36 – Comparação entre diferentes escaneamentos mostrando deslocamentos contínuos (*caving*) do *hangingwall*



Fonte: Modificado de Ran (2002)

A influência do tempo na estabilidade de câmaras abertas e na diluição é relacionada a redistribuição de tensões, além de dependente dos mecanismos de ruptura/deformação ao longo das estruturas.

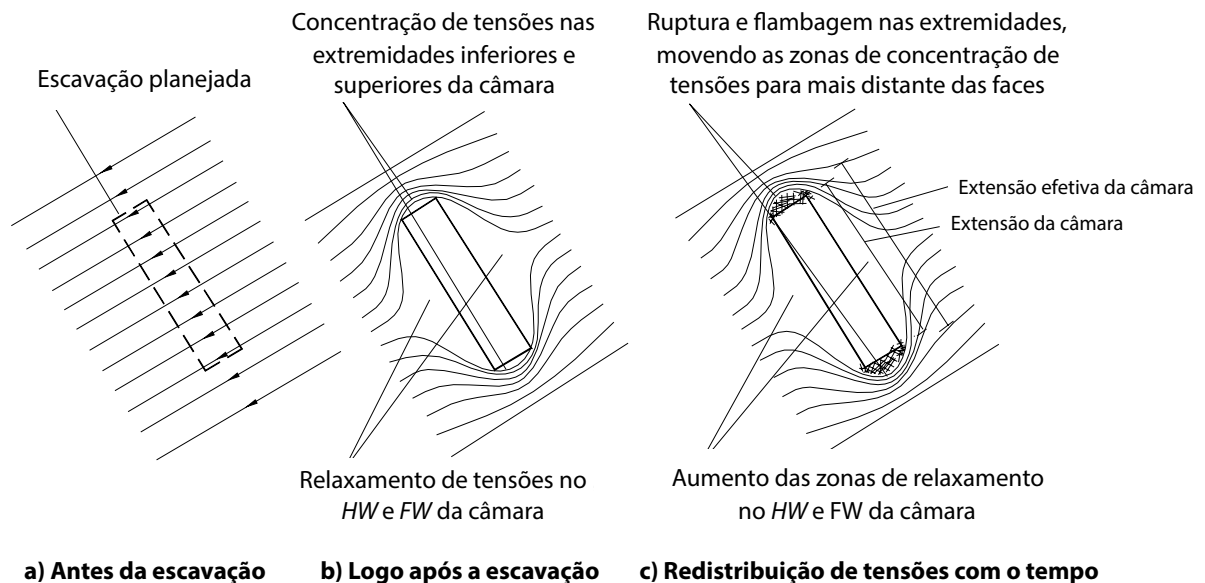
A Figura 37 mostra o mecanismo de influência do tempo na estabilidade das câmaras e na diluição. Antes da criação de uma escavação, as tensões *in situ* estão em um estado de equilíbrio (Figura 37-A). Quando a escavação é realizada em uma rocha tensionada, o campo tensional é perturbado. A magnitude e orientação das tensões ao redor da escavação serão alteradas de maneira que um novo estado de equilíbrio seja atingido.

Com a criação da escavação, as tensões anteriormente existentes no *hangingwall* e no *footwall* não poderão cruzar através do espaço vazio e então serão transferidas para as bordas inferiores e superiores. Nessas zonas, são criadas zonas de alta concentração de tensões. Já as superfícies do *hangingwall* e do *footwall* estarão relaxadas (Figura 37-B).

Nas zonas de alta concentração de tensões no *hangingwall* e no *footwall* o maciço poderá sofrer deformações e rupturas, liberando essas tensões induzidas. Isso irá fazer com

que as tensões se concentrem mais afastadas da escavação (Figura 37-C). Por outro lado, esse processo irá aumentar a zona de relaxamento no *hangingwall* e no *footwall*. Uma nova mudança e redistribuição de tensões será dependente do tempo.

Figura 37 – Explica a redistribuição de tensões ao redor das câmaras no tempo: a) Antes da escavação; b) Imediatamente após a escavação; c) Redistribuição de tensões com o tempo



Fonte: Modificado de Wang (2004)

2.5 ESCÂNER DE CAVIDADES (CMS)

O sistema de monitoramento de cavidades (CMS - *Cavity Monitoring System*) tem sido utilizado em Arenal Deeps desde 2012. O CMS tem se tornado uma das ferramentas básicas utilizada para monitorar o progresso da lavra no método de câmaras abertas.

O sistema CMS foi desenvolvido pela Optech (Optech Systems Corporation, Canadá). Ele consiste de uma cabeça escaneadora motorizada, controlada por computador que é conectado a um cabo de 12 m (Figura 38). A cabeça servo-motorizada possui um laser que trabalha sem uso de espelhos, com um sistema de leitura que fornece a inclinação e posição rotacional no momento que mede um ponto.

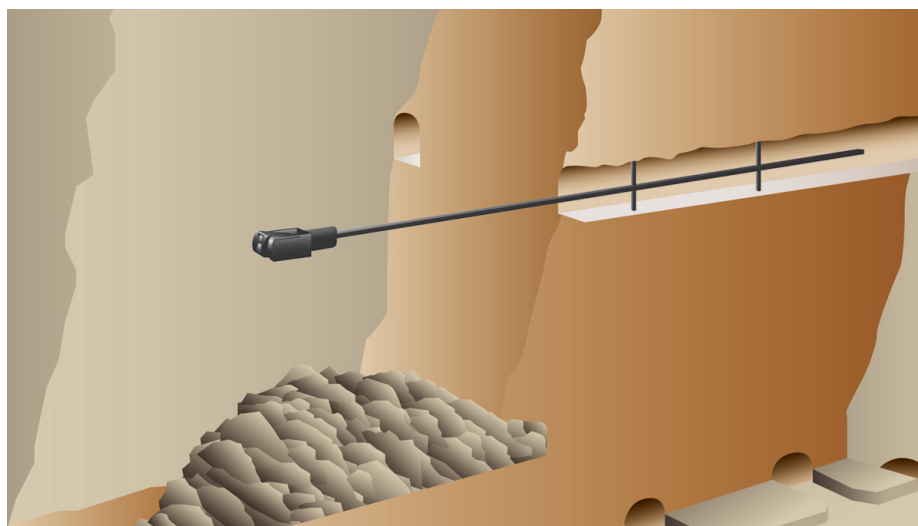
Figura 38 - Componentes do sistema CMS



Fonte: OPTECH, 2012

Durante uma medição, o braço com a cabeça escaneadora é inserido dentro da câmara aberta em uma posição onde ela seja capaz de conseguir tomar os pontos extremos da câmara (Figura 39).

Figura 39 - Processo de escaneamento de Stope



Fonte: OPTECH, 2012

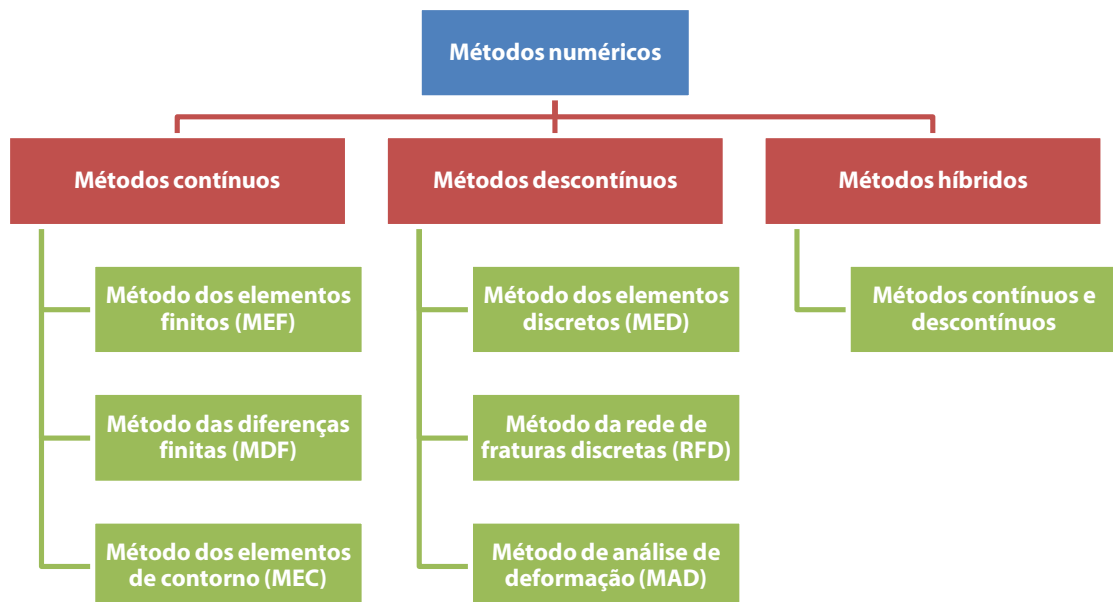
O sistema CMS tem sido utilizado para ajudar a obter um melhor entendimento de quais fatores são os mais críticos com respeito a estabilidade das paredes do *stope*.

2.6 MÉTODOS NUMÉRICOS

A principal aplicação dos métodos numéricos, em projetos de mineração, é basicamente fornecer uma análise da estimativa de alterações na tensão, deformação e deslocamentos induzidos pelo processo de escavação. Tais informações são um guia para a avaliação da estabilidade, segurança e economia de projetos e planejamento de escavações subterrâneas ou a céu aberto. Pariseau (1993), Brady e Brown (2005) e Jing e Hudson (2002) apresentam os princípios básicos de aplicações de elementos finitos em análise de tensões e deformações em aberturas subterrâneas.

Existem vários métodos numéricos para modelamentos geomecânicos. Cada método tem sua característica específica e é aplicado em função do tipo de problema apresentado. Podem-se resumir os problemas em mecânica de rochas em dois tipos: contínuos e descontínuos. Para cada um desses problemas existem métodos numéricos específicos que simulam o ambiente geomecânico apresentado pelo problema. Cividini (1993) e Jing e Hudson (2002) apresentam os diferentes métodos numéricos e suas aplicações em cada caso de mecânica de rochas. O diagrama da Figura 40 abaixo mostra a classificação de cada um dos principais métodos de modelagem numérica.

Figura 40 – Diagrama com os principais métodos de modelagem numérica



Fonte: Autoria própria

Esse trabalho não tem o objetivo de discutir exaustivamente os tipos de métodos numéricos, metodologias e algoritmos existentes para a solução de problemas geomecânicos. Porém os vários métodos numéricos existentes serão rapidamente comentados e os respectivos softwares comerciais existentes citados. Os métodos numéricos são apenas ferramentas para a simulação e solução de problemas geomecânicos. Portanto, antes de selecionar o tipo de método numérico que será utilizado é necessário entender o tipo de problema que está sendo enfrentado.

Assumindo que o maciço rochoso é fraturado, constituído por propriedades de rochas diferentes e blocos limitados pelas fraturas, pode-se afirmar que o maciço é heterogêneo e descontínuo. Quando esses elementos são de pequeno tamanho, comparados com as características e tamanho da escavação e do modelo geomecânico, os blocos não serão a causa de rupturas ou planos preferenciais de deformações. Então, nesse caso o maciço rochoso poderá ser tratado como um meio contínuo e homogêneo, dentro do mesmo tipo de rocha, aplicando o comportamento elasto-plástico (ZHU; WANG, 1993). Portanto, para maciços rochosos que possuam descontinuidades com persistência muito baixa e espaçamento médio pequeno, pode-se assumir que o maciço é contínuo e homogêneo, dentro de uma mesma litologia. O efeito das descontinuidades é inserido na classificação geomecânica que é parâmetro para o cálculo da resistência mecânica do maciço.

Uma vantagem importante dos métodos numéricos é a sua capacidade de incluir informações geológicas, para conservar a heterogeneidade do maciço no modelo. Várias unidades litológicas, propriedades da rocha e geometrias complexas associadas com a topografia da superfície, zonas de falha, intrusões ígneas e escavações existentes (as quais podem estar preenchidas ou não) podem ser incluídas na análise. Todavia, os projetos de engenharia assumem simplificações como o comportamento elástico de materiais limitado pela sua resistência mecânica. Dependendo do ambiente rochoso que o estudo está sendo realizado essa simplificação pode mascarar o resultado e o método ser inviabilizado, devido à anisotropia inerente aos maciços rochosos.

Os principais parâmetros de entrada utilizados para a análise com métodos numéricos são os seguintes:

- a) Geometria da escavação;
- b) Campo de tensões *in situ* (antes da escavação);

- c) Desenho das litologias e localização em relação à posição da abertura subterrânea;
- d) Parâmetros geomecânicos do maciço rochoso;
- e) Elementos estruturais como falhas e fraturas;
- f) Condições de borda e pressões atuantes sobre o modelo.

Independente do método numérico aplicado, as características acima necessitam ser introduzidas. A primeira etapa é a definição de um domínio ao redor de uma escavação e a divisão desse domínio em elementos que estão encaixados um no outro e que interagem entre si. A esses elementos são atribuídas as características geomecânicas da rocha em função da posição do elemento dentro do modelo geométrico. Esses elementos serão submetidos aos campos de tensões iniciais do modelo e sofrerão as alterações das tensões em função das pressões e alterações da geometria impostas ao modelo.

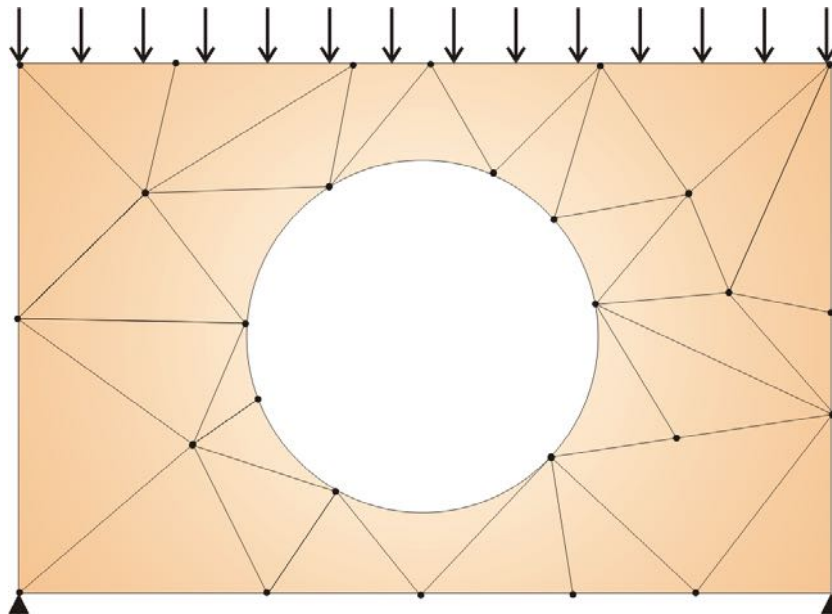
2.6.1 Métodos contínuos

2.6.1.1 Método dos elementos finitos

No método dos elementos finitos (MEF) todo domínio do problema é dividido em pequenas regiões contendo elementos não sobrepostos, que estão conectados uns aos outros através de pontos denominados nós (Figura 41). Como a divisão do domínio pode ser qualquer, este método apresenta grande vantagem no tratamento de casos com geometria complexa (VELLOSO et al., 1998).

O comportamento de cada elemento precisa ser descrito satisfazendo as condições de equilíbrio, propriedades constitutivas do material e as condições de contorno para que estes possam ser então unidos pelos nós. Esse é um dos métodos mais populares para modelagem de problemas de engenharia, mesmo necessitando de amplo poder computacional, pois um grande número de equações precisa ser armazenado para então serem resolvidas e possibilitar a obtenção das soluções.

Figura 41 - Representação da malha no Método dos Elementos Finitos, para uma escavação circular



Fonte: VELLOSO et al., 1998

2.6.1.2 Método das diferenças finitas

No método das diferenças finitas (MDF) o sólido é dividido em uma malha formada por elementos quadrados, sendo a estratégia de solução diferente do MEF. O método consiste na substituição da equação diferencial, que governa o fenômeno em estudo, por uma equação algébrica que relaciona o valor da variável do problema em um ponto aos valores em quatro pontos vizinhos, situados sobre duas linhas ortogonais. Assim, na solução de um problema pelo MDF é necessário se traçar uma malha ortogonal, sendo a solução obtida nos pontos de intersecção da malha (Figura 42).

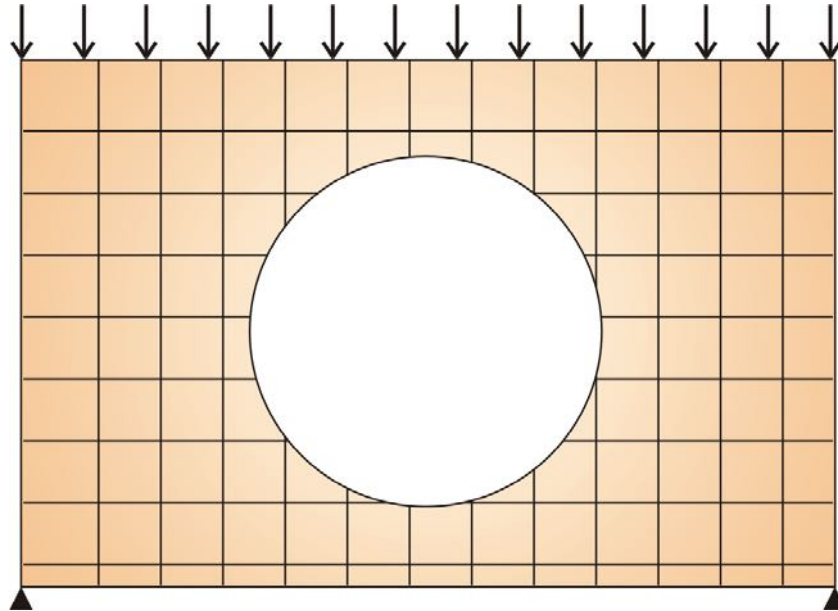
Nesta técnica não é formulada nenhuma matriz, e o processo é explícito no equilíbrio de forças atuantes no ponto de intersecção do material, resultando numa aceleração da massa associada com o ponto.

Aplicando a segunda lei do movimento de Newton, a equação diferencial produz incrementos de deslocamentos, e aplicando as relações constitutivas apropriadas, se obtêm as novas forças, e assim sucessivamente, para cada ponto de integração no modelo.

Diferente do MEF, nenhum processo iterativo é adotado (ITASCA, 2005). Os requerimentos de memória computacional são baixos, pois não são necessários gravar grandes matrizes, mas o tempo para resolução pode ser maior devido aos intervalos de

tempo menores entre cada etapa para garantir a convergência numérica. Às vezes a convergência numérica não é alcançada, devido algum erro na modelagem.

Figura 42 - Representação da malha no Método das Diferenças Finitas, para uma escavação circular



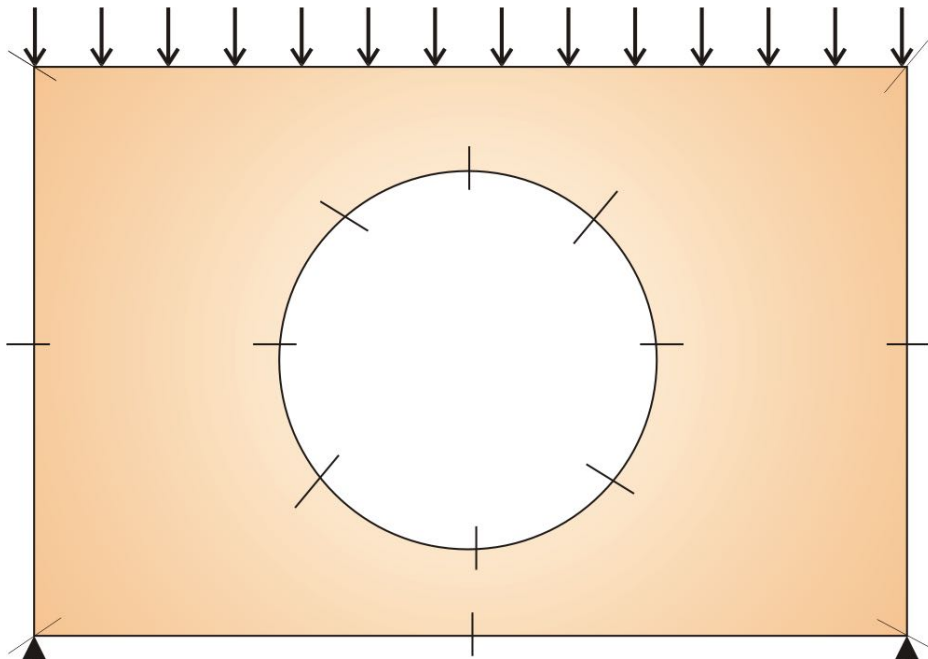
Fonte: VELLOSO et al., 1998

2.6.1.3 Método dos elementos de contorno

No método dos elementos de contorno (MEC) a discretização é realizada somente nas bordas do modelo (Figura 43). O método é apropriado para problemas que possuem uma baixa relação entre superfície e volume. Todo o conceito do método pode ser descrito da seguinte forma: para a escavação se considera uma serie de trações negativas aplicadas na borda da escavação, ou seja, para cada elemento uma força de tração fictícia é aplicada e se assume que esta é igual, mas em sentido contrário, a tensão *in situ* anterior a escavação.

Um processo matemático iterativo é adotado para coincidir a força fictícia de maneira que as componentes externas de tensão de cisalhamento e de tensão normal sejam iguais as tensões internas de cisalhamento e de tração negativas.

Figura 43 - Representação da malha no Método dos Elementos de Contorno, para uma escavação circular



Fonte: VELLOSO et al., 1998

2.6.2 Métodos descontínuos

2.6.2.1 Método dos elementos discretos

No método dos elementos discretos (MED) a malha é composta de elementos independentes que se comunicam com os elementos circundantes por meio do contato entre bordas, os quais podem variar em função do tempo. Em contraste com o MEF e o MDF nenhum nó é comum a mais do que um elemento. Em aplicações típicas de mecânica de rochas os elementos representam a rocha intacta enquanto os espaços entre os elementos podem ser representados como juntas.

O MED permite tratar não-linearidades que podem surgir a partir de grandes deslocamentos, rotação, escorregamentos e separações. O método é particularmente adequado para maciços fraturados onde grandes deslocamentos são esperados. Em outras palavras, se as fraturas da rocha são comparáveis ao tamanho da escavação o MED é o mais adequado (PAN; REED, 1991).

2.6.2.2 Método de rede de fraturas discretas

Esse método de rede de fraturas discretas (RFD) é o mais adequado para o estudo do fluxo de fluidos e transporte de massas em rochas fraturadas, no qual um modelo

contínuo equivalente for muito difícil de ser modelado (VILLAESCUSA, 2014). Esse é um método discreto especial que considera o fluxo de fluidos e o processo de transporte em maciços fraturados através de um sistema de fraturas conectadas.

2.6.2.3 Método de análise de deformação

O método de análise de deformação (MAD) possui uma análise totalmente descontínua que se assemelha e segue os procedimentos desenvolvidos para o MEF com um esquema de solução implícita. Já o MED tem um método de solução explícita enquanto o MAD é implícito, no MED as deformações e forças são desconhecidas enquanto no MAD os deslocamentos são desconhecidos, semelhante aos deslocamentos em programas baseados no MEF (BOBET et al., 2009).

2.6.3 Métodos de modelos híbridos

Os métodos de modelos híbridos são uma combinação dos métodos mencionados acima, de maneira a otimizar os resultados e o consumo computacional. Diferentes combinações de modelos são mencionadas na literatura, tais como MEF/MEC, MED/MEF além do MED/MEC (JING, 2003). Esses programas possuem uma curva de aprendizagem acentuada.

2.6.4 Softwares comerciais de métodos numéricos

A Tabela 3 a seguir mostra a lista dos softwares populares utilizados para a modelagem de problemas em mineração.

Tabela 3 - Lista dos softwares populares utilizados para a modelagem de problemas em mineração, classificados pelo método utilizado

Método	Programa	Dimensões	Empresa
MEF	RS2 e RS3	2D e 3D	Rocscience Inc.
	UDEC	2D	Itasca Inc.
	Plaxis	2D e 3D	Plaxis bv
	ABAQUS	2D e 3D	Dassault Systems
	DIANA	2D e 3D	TNO DIANA BV
MDF	FLAC	2D e 3D	Itasca Inc.
MED	PFC	2D e 3D	Itasca Inc.
	3DEC	3D	Itasca Inc.
MEC	Examine	2D e 3D	Rocscience Inc.
	Map3D	3D	Mine Modelling Pty Ltd
	BESOL	2D e 3D	Mining Stress systems
MEF/MEC	ELFEN	2D e 3D	Rockfield Software Ltd

Fonte: Autoria própria

2.6.5 Seleção dos métodos adequados

Não existem guias para decidir quando um método em particular deve ser utilizado, em geral pode ser dito que quando o tamanho de um modelo possui a mesma ordem de grandeza do que as dimensões do desenho, um método descontínuo parece ser mais adequado.

Se somente alguma ou nenhuma descontinuidade estiver presente, modelos contínuos geralmente são mais adequados (BOBET et al., 2009). Se o tamanho do bloco determinado pelas descontinuidades for muito menor do que daquele da escavação então o problema ainda pode ser tratado como um pseudomodelo contínuo.

Todos esses métodos de modelagem possuem uma curva de aprendizado e o sucesso desses modelos depende do conhecimento do modelador. Conhecer as limitações e capacidades do software utilizado é essencial para se obterem resultados confiáveis.

Um modelo é muito mais uma simplificação da realidade do que uma imitação da realidade. O propósito de se modelar alguns problemas em mecânica de rochas é de principalmente verificar mudanças abruptas ao invés de buscar respostas extremamente precisas.

A criação de modelos mais simples, que utilizem somente análise elástica, possuem menor custo e podem produzir resultados satisfatórios dependendo do objetivo. Por outro lado, um modelo plástico pode fornecer um resultado com um desvio padrão muito pequeno, porém com custo mais alto, já que são necessários investimentos para calibração dos parâmetros inseridos no modelo.

2.6.6 Necessidade de modelos 3D em Mecânica de Rochas

Os problemas em mineração ou de túneis em rocha, na maioria dos casos, não podem ser aproximados em duas dimensões para análise de tensões. Em muitos casos, a orientação do eixo principal de tensões é de tal forma que uma abordagem de duas dimensões não é possível.

No caso de escavações subterrâneas complexas, como em cruzamentos entre escavações, as tensões não podem ser analisadas em modelos 2D já que os efeitos 3D são significantes.

Já no caso de análise da zona de relaxamento no *hangingwall*, como estimativa de diluição, é necessário obter o volume dessa referida zona. Portanto somente modelos em três dimensões são capazes de permitir o cálculo do volume de maneira direta, sem o uso de aproximações.

2.6.7 Fator de segurança nos modelos numéricos

O fator de segurança (em inglês, *strength factor*) é calculado dividindo-se a resistência da rocha (dependendo do critério de ruptura adotado) pela tensão induzida em cada um dos pontos da malha de elementos. Todas as três tensões principais têm influência no fator de segurança (σ_1 , σ_2 e σ_3) (ROCSCIENCE, 2016).

Quando se considera uma propriedade elástica para os materiais, então o fator de segurança pode ser menor do que um, pois pode haver tensões induzidas maiores do que a resistência do material. Já quando se consideram propriedades plásticas para os materiais, o fator de segurança é sempre maior ou igual do que um (ROCSCIENCE, 2016).

Um fator de segurança maior do que um, indica que a resistência do material é maior do que as tensões induzidas. Já um fator menor do que um, indica que as tensões no material excedem a resistência dele, ou seja, o material falharia (grandes deformações) se

uma análise plástica fosse realizada. O fator de segurança pode ser plotado em curvas de isovalores, onde é possível visualizar facilmente a zona de ruptura ao redor das escavações.

2.6.8 Modelo constitutivo

Todos os modelos constitutivos possuem suas vantagens e desvantagens. Para todos os modelos, a Lei de Hooke descreve o estado elástico da rocha, sendo o critério de ruptura diferente para diferentes modelos. Já as propriedades plásticas de resistência são definidas como propriedades residuais, ou seja, após atingida a ruptura do material.

Se as tensões esperadas estão somente na fase elástica de comportamento da rocha, então nenhuma diferença nas tensões calculadas pode ser observada em resultados obtidos de modelos diferentes. Porém variações no fator de segurança podem ser observadas.

Modelos elásticos são baseados na Lei de Hooke para elasticidade, são modelos simples envolvendo dois parâmetros básicos: módulo de Young e razão de Poisson. Eles não têm um plano de ruptura definido, isso implica que as tensões e deformações vão aumentar infinitamente com o aumento da carga. Nos softwares da Rocscience isso permite calcular o grau de estresse (fator de segurança) se os parâmetros de ruptura forem inseridos.

Para tensões abaixo do ponto de ruptura as rochas duras têm comportamento elástico. Já no momento da ruptura apresentam ruptura frágil sem nenhuma resistência residual (HAJIABDOLMAJID; KAISER; MARTIN, 2002).

Capítulo 3

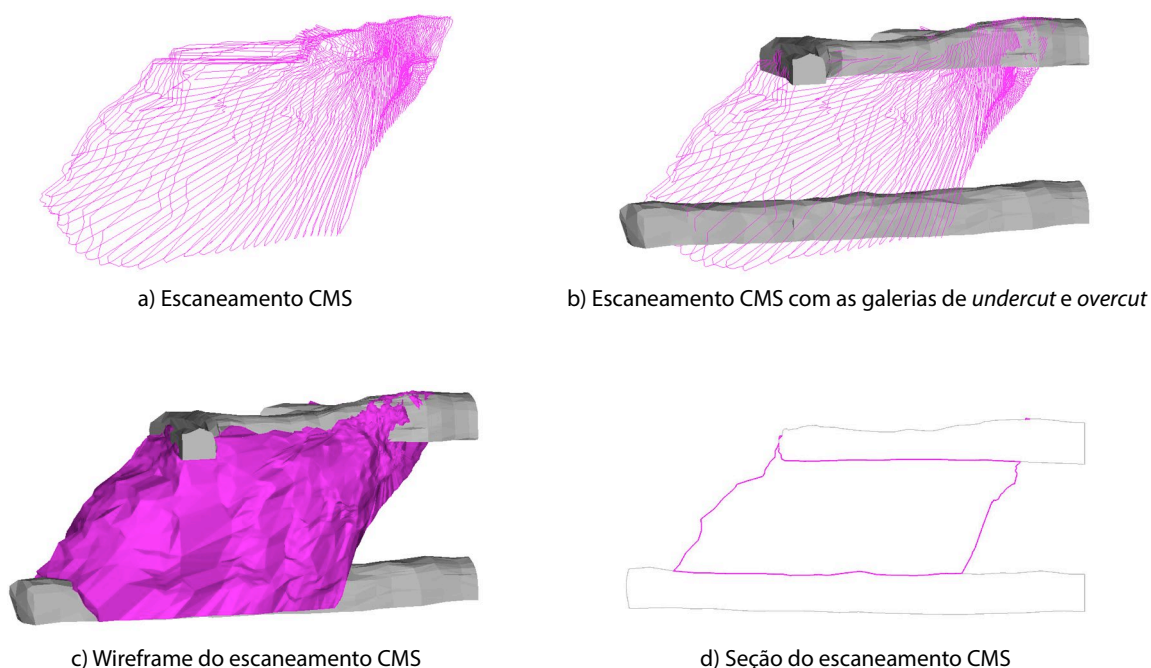
3 METODOLOGIA

3.1 ETAPA DE CÁLCULO DA DILUIÇÃO REAL NO ESTUDO DE CASO

O banco de dados utilizado para os cálculos de diluição é proveniente de escaneamentos com CMS de *stopes* extraídos entre os anos de 2013 até a metade de 2015, sendo que um total de 32 câmaras foram consideradas para os cálculos. Um minucioso trabalho câmara por câmara foi mantido, detalhando as toneladas reais extraídas segundo as medições por CMS, como também a diluição por enchimento e por rocha encaixante.

Em cada caso, o sólido planejado da câmara é intersectado com o sólido fornecido pelo CMS, para cálculos de recuperação e diluição (Figura 44). Se a intersecção incluir volumes de enchimento ou rocha encaixante a diluição é diferenciada, obtendo-se valores de diluição separados para cada *stope*.

Figura 44 - Resultado da medição de um *Stope* visto de diferentes formas



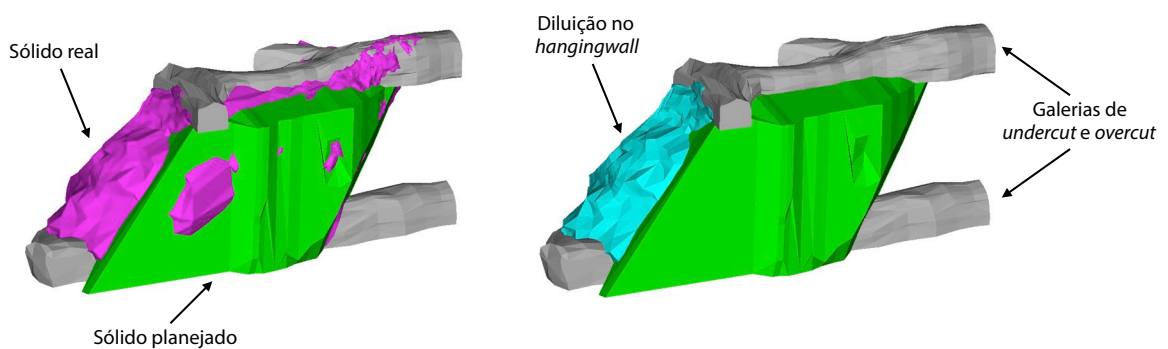
Fonte: Autoria própria

Calcular a recuperação requer um pouco mais de discretização. Por exemplo, se em um *stope* primário ocorre *underbreak*, o volume de intersecção não representara

necessariamente perda de minério, já que esse volume poderá ser extraído juntamente com os desmontes do stope adjacente. Da mesma forma quando ocorre *overbreak* nas paredes laterais de uma câmara primária, não há diluição com estéril, mas sim aumento de toneladas em comparação com as toneladas planejadas.

Já a ocorrência de *overbreak* no *hangingwall* trata-se necessariamente de diluição. Para se obter o volume dessa diluição é necessário realizar uma operação booleana entre o sólido planejado e o sólido real. Após isso, o sólido resultante precisa ser cortado com o plano do *hangingwall*. A Figura 45 a seguir mostra a comparação entre um sólido real e um sólido planejado, caracterizando a diluição no *hangingwall*.

Figura 45 – Sólido real em comparação com o sólido planejado mostrando a diluição no *hangingwall*.



Fonte: Autoria própria

Após a obtenção do volume da diluição no *hangingwall* também se faz necessário medir a área da superfície do *hangingwall* para que então seja calculado o valor da diluição linearizada por meio do critério ELOS, demonstrado anteriormente na equação 29.

3.2 ETAPA DE MODELAGEM NUMÉRICA PARA O ESTUDO DE CASO

3.2.1 Criação dos modelos

Para criação de modelos numéricos pelo método dos elementos finitos (MEF), foi utilizado o software RS³ da Rocscience®. As propriedades dos materiais inseridas nos modelos foram aquelas baseadas no estudo de caracterização geomecânica realizado.

Em geral a metodologia adotada para modelagem numérica pode ser resumida nos seguintes tópicos:

- a) Definir o objetivo da análise: O modelador precisa ter uma ideia clara do que esperar como resultado de saída da análise;
- b) Preparação do modelo: O modelo precisa ser uma representação simples da realidade ao mesmo tempo que deve garantir que todos os detalhes essenciais estejam presentes;
- c) Verificação do programa: Para gerar confiança nos resultados é preciso primeiro realizar verificações comparando modelos simples com soluções já existentes;
- d) Dados de entrada e condições de contorno: Os parâmetros de entradas devem ser inseridos, como propriedades dos materiais, geometrias e as condições de borda do problema. A utilização de estágios (*stages*) permite verificar de forma rápida a redistribuição de tensões após cada uma das escavações, segundo sua sequência de extração;
- e) Definição da malha (*meshing*): Uma malha adequada deve ser definida e discretizada com um número de elementos capaz de representar todos os detalhes do problema;
- f) Executar e calibrar o modelo: Resultados são comparados com medidas de campo e o modelo deve ser recalibrado para corresponder essas medidas;
- g) Interpretação dos resultados: Uma interpretação correta dos resultados depende da experiência e conhecimento do modelador.

Em resumo as principais etapas de criação dos modelos numéricos são descritas na Figura 46 abaixo.

Figura 46 - Sequência de criação do modelo numérico.



Fonte: Autoria própria

3.2.2 Estimativa de diluição a partir dos modelos numéricos

Uma metodologia desenvolvida por Henning e Mitri (2007) permite avaliar o potencial de diluição a partir de um modelo numérico tridimensional, onde o tamanho da área de diluição fosse representada pela isolinha de tensão principal menor, de valor igual a

zero ($\sigma_3 = 0$ MPa) ou pela isolinha de tensão principal menor igual a resistência a tração do maciço ($\sigma_3 = \sigma_t$).

De maneira a quantificar a diluição de minério a partir de um modelo numérico em 3D, o termo densidade de diluição (DD) foi usado, sendo sua unidade de medida em metros. Ela é capaz de prever o provável desprendimento de material em qualquer uma das paredes do *stope*. A equação 31 a seguir define a DD.

$$DD = \frac{\text{Volume da zona de relaxamento de tensões (m}^3\text{)}}{\text{Área da superfície exposta (m}^2\text{)}} \quad (31)$$

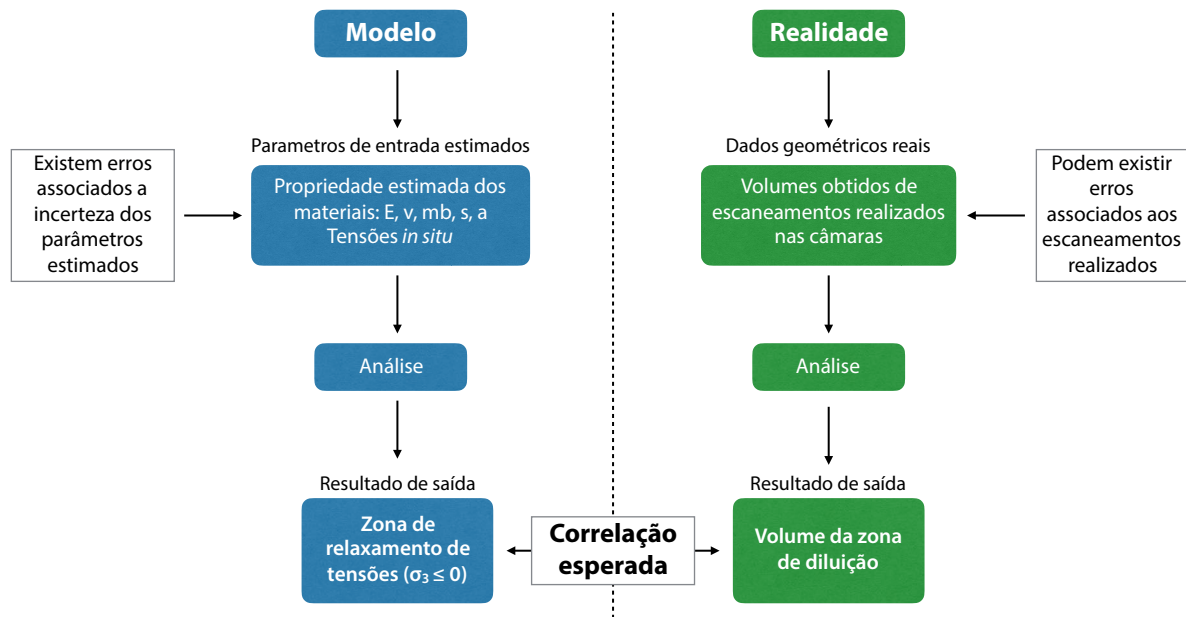
Como pode ser visto, a densidade de diluição é similar ao parâmetro ELOS anteriormente comentado. Ambos valores, medido e esperado, podem ser usados em conjunto para avaliar a ocorrência de diluição.

3.2.3 Calibração dos modelos numéricos

A premissa fundamental para a análise da diluição no *hangingwall*, por meio de modelos numéricos, baseia-se no princípio de que os pontos levantados com CMS representam as zonas do maciço rochoso onde ocorreu ruptura. Entretanto, essas considerações podem levar a algumas variações nos resultados da análise, pois o perfil do escaneamento por CMS pode mostrar elementos do maciço que sofreram rupturas, mas que ainda não foram removidos pois a forma, localização e abertura podem formar um arco que mantém esses elementos no lugar. Além disso, erros ou desvios na perfuração e no carregamento das câmaras também podem influenciar na diluição. Porém, como não há maneira de contabilizar isso, deve-se assumir que a diluição é devido a geomecânica.

A retro análise é o nome do procedimento que analisa os dados de campo e calibra os dados inseridos nos modelos, para que possam ser utilizados como ponto de partida em modelos futuros. Esse procedimento é amplamente utilizado em modelagem de problemas mineiros, calibrando os resultados obtidos e otimizando desenhos. A Figura 47 explica esse conceito e também enfatiza a ideia de que os resultados de saída da modelagem numérica são dependentes dos parâmetros de entrada, por isso também a importância da correta seleção do modelo adequado para o problema.

Figura 47 – Sequência realizada para a análise da diluição e correlação entre a diluição estimada pelo modelo e a diluição real



Fonte: Autoria própria

Conforme comentado antes, a determinação dos parâmetros geomecânicos não é tarefa fácil, portanto os parâmetros estimados não serão uma representação perfeitamente real das condições reais de campo. Além disso os critérios de ruptura são estimados por envoltórias que possuem uma incerteza ou erro associado.

Para que seja realizada uma calibração correta dos modelos numéricos é necessário a utilização de dados de diluição de câmaras que foram lavradas sem a influência de problemas geomecânicos pré-existentes. Ou seja, a premissa em se utilizar somente câmaras primárias na calibração do modelo tem o objetivo de evitar a influência de escavações adjacentes nas tensões induzidas no *hanging wall*, o que poderia causar um viés nos resultados dos modelos numéricos.

Dessa forma, a partir dos dados de CMS, devem ser selecionadas as câmaras primárias que não estejam influenciadas por problemas geomecânicos pré-existentes. Nessas câmaras a diluição deve ser quantificada pelo método ELOS, sendo esses valores então relacionados com os valores de densidade de diluição (DD) obtidos a partir dos modelos numéricos das câmaras.

Capítulo 4

4 ESTUDO DE CASO: MINA ARENAL DEEPS

4.1 LOCALIZAÇÃO

O depósito Arenal Deeps está situado dentro de uma área ao lado de outras minas, no complexo do projeto San Gregório, distrito de Minas de Corrales, localizado no norte do Uruguai. Atualmente o projeto San Gregório possui um complexo contendo várias minas a céu aberto e infraestruturas de apoio.

4.2 HISTÓRIA

O garimpo de ouro na região de Minas de Corrales foi inicialmente registrado em meados de 1800. Já a produção organizada em minas na região foi inicialmente reportada em 1869, quando companhias francesas consolidaram o processo de beneficiamento em uma instalação agora extinta no rio Cuñapiru.

Entre 1910 e 1914 os britânicos operaram as minas da região utilizando uma planta hidroelétrica construída pelos franceses em 1870, permitindo assim a extração de ouro. Os franceses também construíram uma planta de processos no mesmo lugar, no rio Cuñapiru, além da construção de um teleférico para transportar o minério até a planta. A produção total, entre meados de 1880 até 1914 na região é estimada em aproximadamente 90.000 oz de ouro (LINDQVIST, 2004).

A mina San Gregório, com produção total registrada de 64.300 oz de ouro entre mina a céu aberto e subterrânea, foi a maior e mais longa mina em produção de ouro no Uruguai até o final das operações em 1914. Outras minas próximas que também produziram ouro foram Santa Ernestina, Sobre Saliente, Peru e Nueva Austrália, que representou a maior parte da produção restante. San Gregório permaneceu fechada entre 1914 até meados de 1980, exceto por um período de sete anos quando foi operada por uma empresa uruguaia local que produziu cerca de 6.000 oz de ouro.

Amax Gold, Inc. iniciou o primeiro programa de operação moderna na região durante 1983-1985. Em 1988, Companhia de Mineração e Participações (CMP) e Companhia de Mineração de Amapá (CMA) conduziram explorações adicionais em San Gregório. Entre março de 1993 e janeiro de 1994, a American Resource Corporation (ARC) completou um projeto de avaliação de San Gregório, e comprou 100% dos direitos de CMP/CMA. Um

estudo de viabilidade foi completado em 1994. Em 1996, a ARC se uniu com a Rea Gold Corporation. Em 1997 iniciou a operação da mina a céu aberto San Gregório, sendo a empresa Rea Gold responsável pelas operações.

Em 1998 a empresa Crystallex International Corporation comprou a mina e algumas das concessões de lavra da região. Os esforços da exploração estavam focados na expansão das já conhecidas reservas de San Gregório e de Santa Teresa. Contudo, as atividades estavam limitadas as áreas de concessões disponíveis, então em 2003 a Crystallex foi vendida para a Orosur.

A Orosur iniciou sua operação no Uruguai em 1996, produzindo um extenso banco de dados, ao longo do país, utilizando como base informações de antigas campanhas de explorações. As atividades de exploração em Minas de Corrales começaram em 1997 e Orosur comprou aproximadamente 40.000 ha de concessões de exploração e de lavra adjacentes a operação da Crystallex e ao longo da direção da zona de cisalhamento de Rivera.

O depósito Arenal Deeps foi descoberto em 2008 como resultado de uma campanha de sondagem extensa e de aprofundamento no depósito já conhecido somente como Arenal. Um estudo de pré-viabilidade de uma potencial operação subterrânea foi completado em 2009. Já em 2010, com um estudo de viabilidade aprovado, iniciaram as operações subterrâneas.

4.3 GEOLOGIA REGIONAL

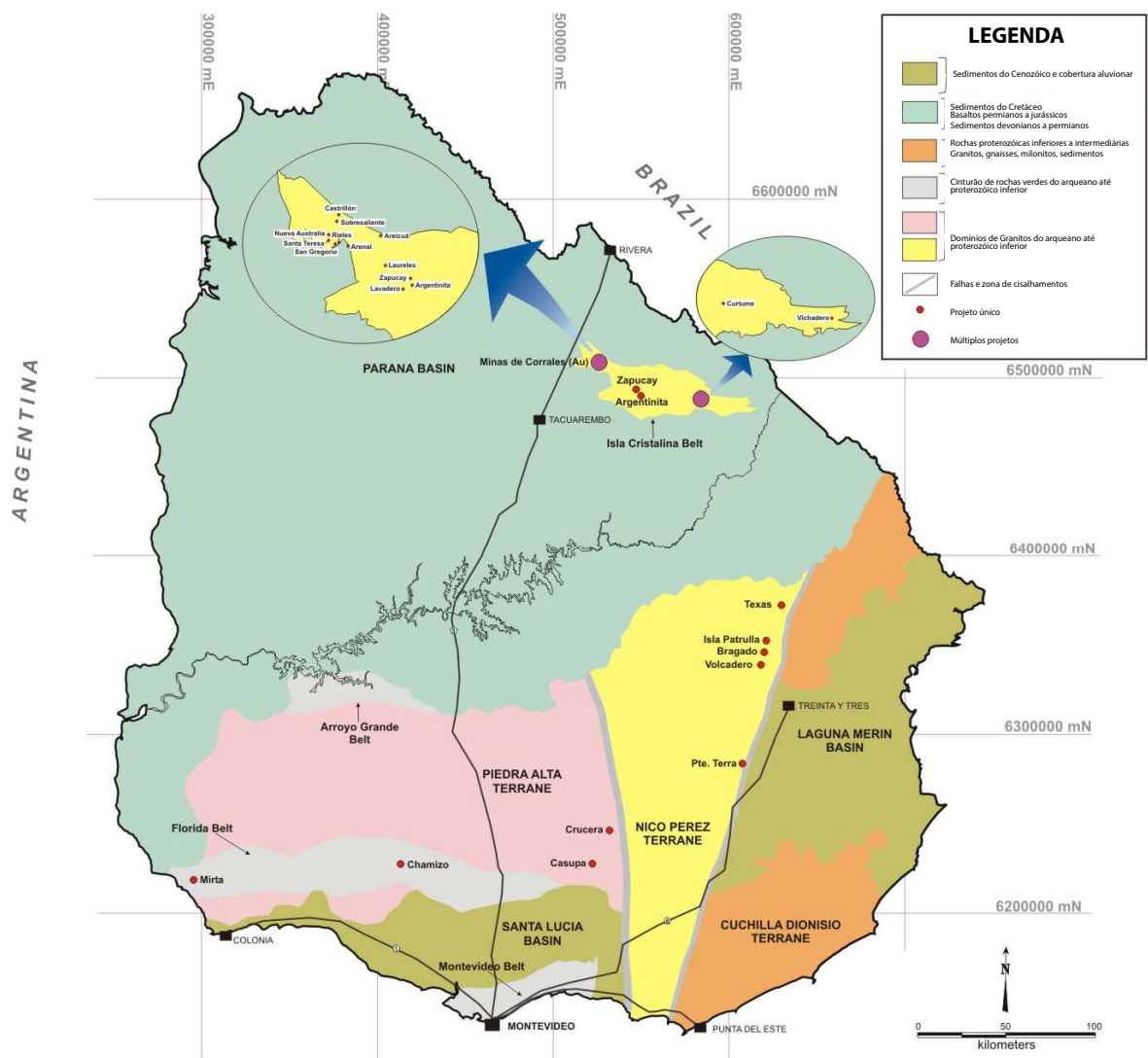
As rochas do embasamento proterozoico do terreno Nico Perez foram expostas a uma janela de erosão em uma sobreposição de sedimentos do paleozoico, formando um cinturão de 110 km de comprimento por 20-40 km de largura, chamado de Ilha Cristalina (Figura 48).

O cinturão é genericamente definido como um cinturão de granito e rochas verdes, entretanto, os graus de metamorfismo envolvidos variam de fácies xistos verdes a granulito. A mineralização anômala de ouro está presente ao longo dos 110km de comprimento da Ilha Cristalina e está espacialmente associada com a falha de cisalhamento de Rivera, de escala regional.

A zona de cisalhamento San Gregório, que controla os veios de ouro de San Gregório e dos depósitos relacionado, pode ter sido formada em uma reativação da falha de cisalhamento de Rivera ao longo da seção ocidental (Figura 49).

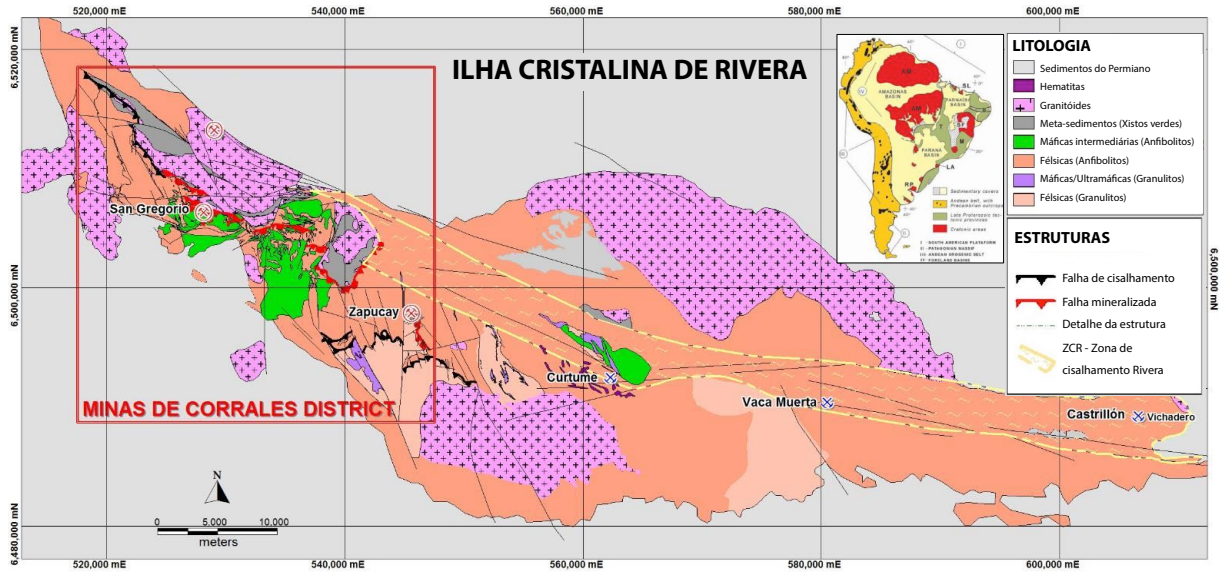
Os depósitos de ouro estão hospedados tanto em embasamentos metamórficos quanto embasamentos de rochas graníticas intrusivas, datados em 1.2 Ba e 0.6 Ba, respectivamente. A Figura 50 mostra um perfil estratigráfico da região, o qual relaciona os vários pulsos de intrusões graníticas em rochas metamórficas.

Figura 48 - Mapa geológico do Uruguai, com detalhe da Ilha Cristalina de Rivera



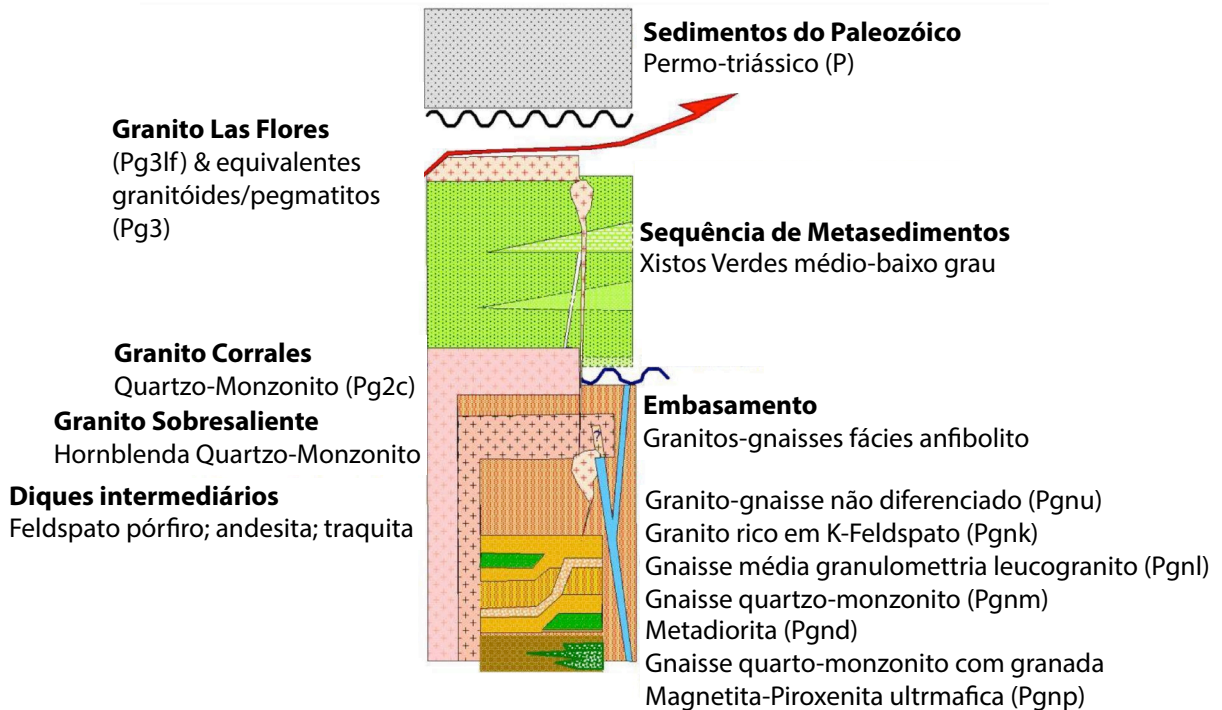
Fonte: Modificado de Golder (2009)

Figura 49 – Plano geológico da Ilha Cristalina com cinturões de rochas verdes



Fonte: Modificado de MDA (2011)

Figura 50 – Perfil estratigráfico da região



Fonte: Modificado de MDA (2011)

Diferentes estilos de mineralização de ouro estão presentes na Ilha Cristalina, entretanto, a principal produção de ouro tem sido dos veios de quartzo-carbonato e em

veios do tipo *stockwork* de sílica-sulfetos hospedados ao longo e adjacentes a estruturas de cisalhamento.

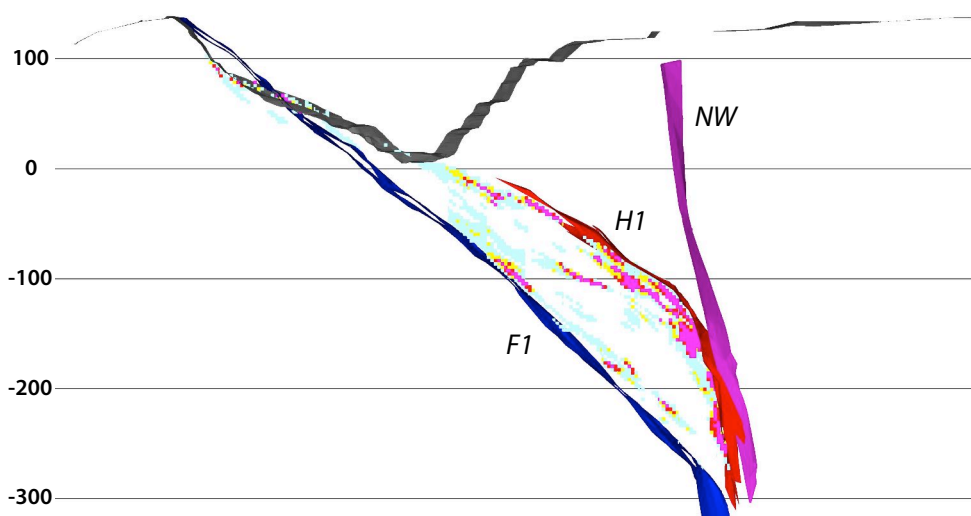
4.4 GEOLOGIA LOCAL

O depósito Arenal se desenvolve ao longo de uma zona de cisalhamento de direção principal NO-SE e mergulho variável entre 45 e 70 graus ao sul. Essa zona tem uma extensão de pelo menos 10 km, com depósitos minerais identificados em uma porção de cerca de 5 km (Minas Santa Teresa, San Gregório e Arenal). Em profundidade, já se constatou continuidade de quase 1 km a longo do mergulho.

Em Arenal Deeps o corpo mineralizado, tem uma extensão cerca de 750 m ao longo do eixo Leste-Oeste e 750 m ao longo do mergulho. Processos de alteração hidrotermal intensos, associados a deformação em regime rúptil-dúctil, afetam as rochas monzoníticas gerando hidrotermalitos altamente deformados.

Esses processos estão principalmente relacionados por duas falhas de primeira ordem em escala de mina: H1, corresponde ao limite superior da zona hidrotermal (*hangingwall*) e F1, corresponde a base da referida zona (*footwall*); a largura dessa zona varia entre 60-100 m. Uma terceira falha (NO-SE), mergulhando aproximadamente 30° SO controla o eixo de imersão da mineralização. Na Figura 51 a seguir pode se visualizar as falhas F1, H1 e NW, responsáveis pelo controle da mineralização do depósito.

Figura 51 – Falhas principais controladoras da mineralização no depósito, F1, H1 e NW



Fonte: Autoria própria

4.5 MECÂNICA DE ROCHAS

A revisão de mecânica de rochas para este trabalho é baseada no programa de investigação que foi iniciado em 2007 pela própria empresa além do apoio de empresas de consultoria externa, incluindo uma avaliação dos diferentes métodos de mineração aplicados no projeto.

As informações são principalmente baseadas na combinação de descrições geomecânicas de sondagens com testemunhos orientados (59 furos, mergulhando entre 60° a 70° totalizando 7,176 m), ensaios de resistência em laboratório (66 ensaios de compressão uniaxial, 26 ensaios brasileiros de tração, 36 ensaios de compressão triaxial e 24 ensaios de carga pontual).

As análises de estabilidade para o projeto da mina foram realizadas por métodos empíricos e modelagens numéricas de tensões (utilizando modelos 3D de comportamento elástico).

4.5.1 Propriedades geomecânicas de rocha intacta

Existem 11 domínios estruturais principais, incluindo os 5 domínios de minério. A zona mineralizada está contida entre duas falhas principais. Essas falhas são estruturas as vezes preenchidas com material friável (argila) e geralmente apresentam um baixo valor de RQD. Os domínios de rocha desde o *hangingwall* para o *footwall* são:

- a) Monzonitos (MNZ): Essa é a rocha predominante no *hangingwall*, consiste de carbonatos de monzonita, geralmente na forma de pequenos veios e/ou rede de veios (textura *stockwork*). Ela apresenta alteração moderada para sericita com clastos de feldspato. Esse domínio de rocha é significativamente mais fraco em resistência ($UCS_{MNZ} = 36$ MPa), do que o minério ($UCS_{OZ} = 93$ MPa);
- b) Dique de Traquita (DYKT): Esta unidade é relativamente pequena, mas foi identificada no *hangingwall* da zona mineralizada. Esses diques tem uma espessura de 3 a 5 m. Foram identificaram diques somente em alguns furos de sondagem e não se consideram uma unidade estrutural principal, já que não se identificam no contato imediato com o *hangingwall*. O dique tem uma textura traquítica-porfírica. Este domínio tem a resistência UCS mais baixa entre todos os domínios ($UCS_{DYKT} = 19$ MPa);

- c) Zona de falha do HW (H1): É uma zona de cisalhamento predominante que controla o *hangingwall* do depósito. Consiste principalmente de monzonita com brechas hidrotermais de grande alteração, sericita, carbonatos, grãos de quartzo, feldspato, e ocasionalmente hematita com micro fraturas (fissuras). A espessura da falha varia entre 1-2 m e 8-10 m;
- d) Zona de brecha mineral (OZB): É uma brecha mineral identificada próxima da falha H1, altamente silicificada com uma alteração de sericita hidrotermal. É a área mais frágil dentro da zona de mineralização ($UCS_{OZB} = 41$ MPa);
- e) Zona mineral de carbonatos (OZC): Rocha mineral hidrotermal com pequenos veios de carbonato. Contem alterações de sericita e clorita, com um valor de UCS médio de 80 MPa. É o segundo tipo de rocha mais dominante entre as falhas;
- f) Zona mineral de granitos (OZG): Granito mineral com alterações de sericita hidrotermais, apresenta silicificação e veios de pirita e quartzo ao longo da pirita disseminada. Tem um UCS médio de 96 MPa. É o tipo de rocha mais predominante entre as duas falhas;
- g) Zona mineral de monzonitos (OZM): Brecha mineral de monzonito firmemente curado, principalmente identificada no meio da zona mineral. Tem um valor UCS de 73 MPa;
- h) Zona mineral de milonitos (OZY): Zona milonítica mineralizada exatamente sobre a falha F1. É o domínio rochoso mais resistente do depósito ($UCS_{OZY} = 139$ MPa);
- i) Zona de falha do *footwall* (F1): É a zona de cisalhamento do *footwall* (FW) que controla o depósito. Possui uma forte alteração com sericita, cloreto e carbonatos. Além disso, o domínio apresenta valores UCS relativamente altos ($UCS_{F1} = 80$ MPa). Apesar dos valores de UCS, essa zona possui os segundos valores de RQD mais baixos, atrás somente da falha H1 ($RQD_{H1} = 52\%$, $RQD_{F1} = 61\%$);
- j) Granitos (GRN): É a rocha predominante no *footwall* e mostra um baixo grau de alteração sericítica. Tem um valor UCS de 98 MPa, e os valores RQD mais altos (90%);
- k) Dioritos (DIO): Também foi identificada na parede do *footwall* (FW), geralmente abaixo do domínio de granito, mas é um tipo de rocha que ocorre dentro do domínio de granito, e mostra um baixo grau de alteração sericítica. Os dioritos têm um valor UCS de 97 MPa.

Amostras representativas de testemunhos de sondagem de todos os domínios foram coletadas e enviadas para análise em laboratório para determinação de resistência a compressão uniaxial (UCS), resistência a tração (ensaio brasileiro), determinação das constantes de elasticidade (E e ν), ensaios triaxiais (com tensões de confinamento de 5 MPa, 10 MPa, e 15 MPa) seguindo sugestões do ISRM e normas correspondentes da ASTM.

O domínio de rocha mais resistente encontrado no depósito Arenal Deeps é dos Granitos do *footwall*. Suas resistências UCS variam desde 43 MPa até 163 MPa, seguidos pelos Diorito que variam de 55 até 165 MPa. Já a zona mineralizada varia de 41 até 166 MPa, a unidade mais fraca é a dos diques com 19 MPa e a falha do *hangingwall* (H1) de 5 até 43 MPa. É importante salientar que esses valores são baseados em um número limitado de ensaios. A média de resistência UCS da zona mineralizada (OZ) é de 93 MPa; entretanto, ela esta dividida em cinco diferentes domínios. O domínio mais resistente é o OZY que é identificado ao longo do *footwall*, variando de 113 MPa até 166 MPa e o menos resistente é o OZB com 41 MPa. A Tabela 4 abaixo resume os resultados dos ensaios de resistência realizados.

Tabela 4 – Resumo dos resultados dos ensaios de resistência realizados em amostras de furos de sondagens

Unidade	Zona	Densidade média (kg/m ³)	Nº de ensaios UCS	UCS médio (MPa)	UCS Std	E médio (GPa)	ν médio	T médio (MPa)
MNZ	HW	2.75	19	35.8	14.0	53.7	0.13	5.1
DYKT	HW	2.71	1	19.2	-	-	-	3.0
H1	HW	2.73	2	24.5	26.6	24.1	0.20	4.3
OZB	ORE	2.81	1	41.0	-	95.3	0.12	11.0
OZC	ORE	2.85	5	80.3	45.5	55.2	0.18	7.4
OZG	ORE	2.73	6	96.2	57.6	69.4	0.20	8.7
OZM	ORE	2.70	3	73.1	-	82.7	0.26	-
OZY	ORE	2.77	2	139.3	37.7	63.3	0.25	-
OZ média	ORE	2.78	17	92.6	40.5	67.7	0.20	8.6
F1	FW	2.80	3	80.5	1.2	34.4	0.25	5.1
GRN	FW	2.63	14	98.2	32.9	69.8	0.15	13.9
DIO	FW	2.79	12	96.8	38.9	48.9	0.29	10.3

*Nota: Os valores extremamente altos e baixos de cada unidade foram removidos.

Fonte: OMI, 2010

Em geral, as rochas próximas ao *hangingwall* são menos resistentes do que as rochas próximas ao *footwall*. Isso também é consistente com a zona mineralizada, onde o minério próximo ao *hangingwall* é menos resistente do que aquele próximo ao *footwall*. A Tabela 5 resume os critérios de ruptura calculados para rocha intacta.

Tabela 5 – Resumo dos critérios de resistência a ruptura calculados para rocha intacta

Unidade	Zona	Parâmetros de Hoek-Brown		Parâmetros de Mohr-Coulomb	
		m	σ_c (MPa)	ϕ (°)	c (MPa)
MNZ	HW	10.9	39.8	47.7	7.2
H1	HW	5.4	24.0	36.6	5.7
OZC	ORE	5.9	69.7	41.4*	15.4
OZG	ORE	12.3	107.4	52.8*	17.6
OZ Avg	ORE	9.6	88.6	49.1*	16.1
GRN	FW	7.9	111.6	46.9*	21.9
DIO	FW	8.2	95.7	47.2*	18.5

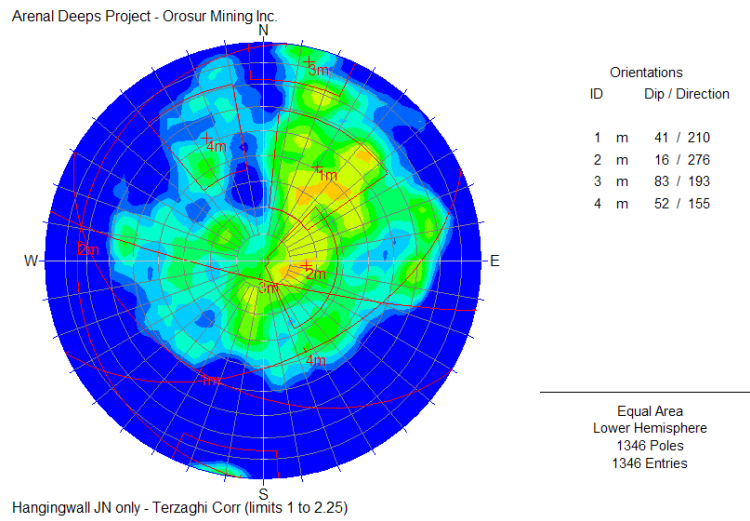
*Calculados no software RocLab® (pressões de confinamento nos ensaios triaxiais foram 5 MPa, 10 MPa e 15 MPa). Parâmetros do Mohr-Coulomb foram calculados com uma tensão de confinamento de 5 MPa).

Fonte: OMI, 2010

4.5.2 Orientações das juntas principais

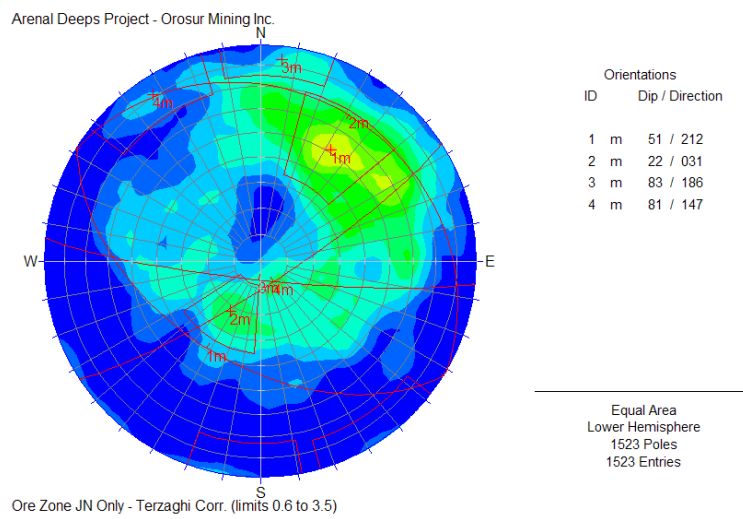
Baseado principalmente em sondagens com testemunhos orientados, as famílias principais de juntas, de cada um dos domínios, foram identificadas (Figura 52, Figura 53 e Figura 54) e resumidas na Tabela 6. As famílias foram agrupadas nos respectivos domínios HW (*hangingwall*), OZ (Zona mineralizada) e FW (*footwall*).

Figura 52 - Dados das famílias de juntas principais no *hangingwall*, a partir de dados de testemunhos de sondagem orientados



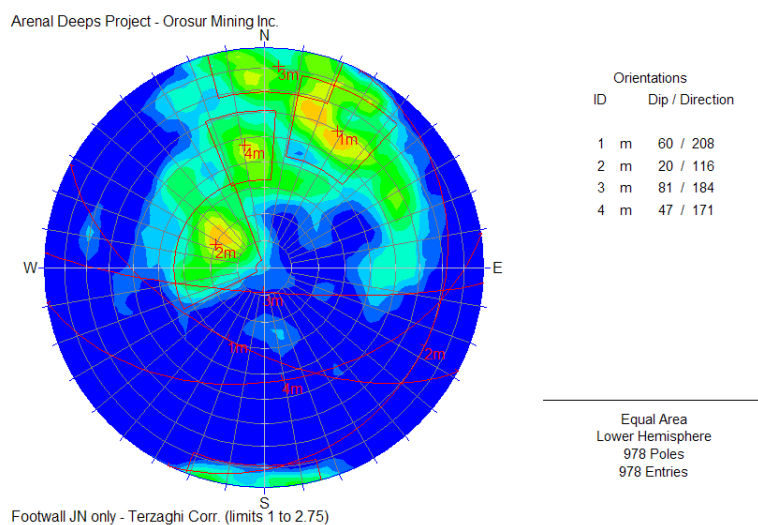
Fonte: OMI, 2010

Figura 53 - Dados das famílias de juntas principais na zona mineralizada, a partir de testemunhos de sondagem orientados



Fonte: OMI, 2010

Figura 54 - Dados das famílias de juntas principais no *footwall*, a partir de testemunhos de sondagem orientados



Fonte: OMI, 2010

Tabela 6 - Resumo dos grupos de juntas principais, por domínio, baseado nas análises de testemunhos orientados

Domínio	RMR ₇₆	UCS (MPa)	Joint Set	Strike* (°)	Dip (°)
<i>Hangingwall</i>	Média = 59	Média = 35	1 (Sub-vertical)	120	41
	Min = 19	Min = 10	2 (Horizontal)	186	16
	Máx = 86	Máx = 65	3 (Vertical)	103	83
			4 (Sub-vertical)	65	52
Zona mineralizada	Média = 65	Média = 93	1 (Sub-vertical)	122	51
	Min = 19	Min = 41	2 (Horizontal)	301	22
	Máx = 91	Máx = 165	3 (Vertical)	96	83
			3 (Vertical)	57	81
<i>Footwall</i>	Média = 67	Média = 97	1 (Sub-vertical)	118	60
	Min = 37	Min = 43	2 (Horizontal)	26	20
	Máx = 93	Máx = 166	3 (Vertical)	94	81
			4 (Sub-vertical)	81	47

*Strike definido segundo a regra da mão direita.

Fonte: OMI, 2010

Ainda que se identifique uma dispersão significativa de juntas, a orientação dominante observada em todos os domínios é a família #1 com orientação de 120° e entre 40°–60° de mergulho. Este é o principal sistema de foliação e mergulho das falhas que controlam o depósito, sendo identificada em todos os tipos de rochas na mina Arenal Deeps.

Já nos monzonitos do *hangingwall*, as famílias de juntas #1 e #2 são as dominantes com o grande número de polos identificados por meio dos testemunhos. A terceira família de juntas é de um sistema vertical com 103/83 (*strike/dip*).

A orientação dominante das juntas na zona mineralizada é novamente da família #1 (122/51). Já a segunda família principal de juntas mergulha na direção oposta com um ângulo menor: 301/22. Também se identificou um sistema de juntas com uma tendência similar a identificada nos monzonitos e orientada a 096/83.

As juntas principais no *footwall* também são da família #1 com a orientação de 118/60. A família horizontal #2 ocorre na direção norte-sul (026/20) e a vertical #3 (094/81) é mais dominante, mas em uma orientação similar a encontrada em outros domínios.

4.5.3 Propriedades geomecânicas do maciço rochoso

As propriedades geomecânicas das distintas unidades litológicas que formam o maciço rochoso, foram estimadas principalmente com base nas informações provenientes dos ensaios de laboratório e demais dados relevantes.

As unidades do maciço rochoso foram caracterizadas seguindo o critério generalizado de Hoek-Brown (HOEK; CARRANZA-TORRES; CORKUM, 2002), o qual define a resistência do maciço rochoso como uma envoltória de ruptura não linear da forma:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (32)$$

Onde:

$$m_b = m_i e^{\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D} \right)} \quad (33)$$

$$s = e^{\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D} \right)} \quad (34)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{-GSI/15} - e^{-20/3} \right) \quad (35)$$

Sendo:

- σ'_1 e σ'_3 , as tensões efetivas principais maior e menor;
- m_i , parâmetro associado a inclinação da envoltória de ruptura da rocha;
- σ_{ci} , resistência a compressão uniaxial da rocha intacta;
- GSI , índice de resistência geológica;

- D , é um fator dependente do grau de perturbação do maciço rochoso por efeito do dano produzido pelo desmonte e o relaxamento das tensões. Para as estimações apresentadas se considerou um valor igual a 0 o que corresponde a maciços rochosos *in situ* não alterados ou a túneis com desmonte controlado e dano mínimo no maciço rochoso.

No caso dos valores de m_i , estes foram estimados a partir dos resultados dos ensaios triaxiais, uniaxiais e de tração. Foi utilizado o software Roclab para extrapolar a curva e obter, de maneira inversa, os valores de m_i e σ_{ci} em base aos esforços principais na rocha.

No caso da unidade litológica MNZ (monzonito) se estimou um valor de m_i igual a 9,14 e um σ_{ci} de 37,91 MPa. Este último valor pode ser comparado com aqueles obtidos nos ensaios uniaxiais, onde a média das amostras apresentaram resistências a compressão uniaxial de 37,1 MPa.

Da mesma forma, para as unidades OZC e OZG correspondentes a rochas hidrotermais da zona mineralizada, se estimaram valores de m_i de 6,38 e 12,17 e σ_{ci} de 74,53 e 106,12 MPa respectivamente. Estes últimos valores são comparáveis com aqueles obtidos em ensaios UCS, cujos resultados deram resistências médias de 79,97 e 108,70 MPa respectivamente.

Já no caso das unidades OZB, os valores estimados para m_i e σ_{ci} devem ser utilizados com precaução já que esta unidade não conta com ensaios triaxiais e só possui 1 ensaio UCS e 1 ensaio de tração indireta, assim sua representatividade é muito baixa.

Para as unidades OZM e OZY só possuem resultados de 3 e 2 ensaios UCS respectivamente, assim que as estimativas de m_i consideram um comportamento similar a das outras unidades de rochas hidrotermais (não se comparam com OZG já que esta apresenta amostras de rochas definidas como granito). Para a estimativa de σ_{ci} , se utilizou a média dos ensaios UCS. A realização de uma maior quantidade de ensaios de laboratório poderia variar ambos parâmetros consideravelmente.

Para as unidades GRN e DIO correspondentes a rochas do *footwall* se estimaram valores de m_i de 8,67 e 7,60, e σ_{ci} de 120,94 e 88,79 MPa respectivamente.

Já no caso das unidades que caracterizam as zonas de falhas H1 e F1, não se conta com ensaios triaxiais sobre estas unidades, assim que somente se utilizaram as informações

de ensaios UCS e de tração, obtendo-se valores de m_i de 1,00 e 9,73, e σ_{ci} de 10,51 e 50,49 MPa respectivamente.

O dique DYKT apresenta somente 1 ensaio de tração e 1 ensaio UCS sem o cálculo do módulo de Young e do coeficiente de Poisson. Assim igual que para outras unidades, os valores de m_i e σ_{ci} estimados devem ser utilizados com precaução e devem variar com a realização de mais ensaios de laboratório.

Para o cálculo do módulo de elasticidade do maciço rochoso (módulo de Young), foi utilizada a formula definida por Hoek e Diederichs (2006):

$$E = E_i \left(0.02 + \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\left(\frac{60 + 15D - GSI}{11} \right)}} \right) \quad (36)$$

Esta fórmula permite estimar o Módulo de Young do maciço com base nos resultados de laboratório E_i e dos valores de GSI e D antes definidos. Uma vez estimado o valor de E para o maciço rochoso, é possível estimar o módulo de deformação volumétrica e o módulo de corte mediante a utilização das seguintes relações:

$$\nu = 0.40 - 0.01GSI^{0.7} \quad (37)$$

$$B = \frac{E}{3(1 - 2\nu)} \quad (38)$$

$$G = \frac{E}{2(1 + \nu)} \quad (39)$$

O valor de E_i e ν foram obtidos diretamente em laboratório a partir dos ensaios de compressão uniaxial e triaxial com medida de deslocamento. Além disso, é possível estimar os valores relacionando as velocidades de onda P e S, também determinadas em laboratório, mediante as seguintes relações:

$$V_p = \sqrt{\frac{E(1-\nu)}{\rho(1-2\nu)(1+\nu)}} \quad (40)$$

$$V_s = \sqrt{\frac{E}{\rho(1+\nu)}} \quad (41)$$

Onde:

- ρ = peso unitário.

Para verificar e avaliar os valores dos módulos elásticos se realizou uma comparação entre os valores obtidos mediante os três métodos antes mencionados. Esta comparação se realizou em aquelas amostras que contavam com medições de velocidade de onda e com ensaios de compressão uniaxial. Os valores indicados de ensaios triaxiais correspondem a amostras da mesma unidade litológica e não necessariamente as mesmas amostras ensaiadas nos outros dois casos.

Para estimar as propriedades do maciço rochoso se utilizou o valor de E obtido dos ensaios de compressão uniaxial, os quais se encontram dentro das faixas aceitáveis na literatura internacional.

Finalmente, a Tabela 7 mostra o resumo das propriedades estimadas para a caracterização geomecânica das distintas unidades litológicas do maciço rochoso. Conhecidos os valores de m_b , s e a que definem a envolvente de ruptura não linear para o maciço rochoso é possível estimar os valores equivalentes de coesão e ângulo de atrito que definem a envoltória de Mohr-Coulomb.

Tabela 7 - Propriedades geomecânicas do maciço rochoso

Unidades geotécnicas		Rocha intacta					Maciço rochoso									
Domínio	Litologia	γ (t/m^3)	m_i	σ_{ci} (MPa)	E_i (GPa)	ν_i	GSI	m_b	s	a	σ_{cm} (MPa)	σ_{tm} (MPa)	E (GPa)	ν	B (GPa)	G (GPa)
Hangingwall	MNZ	2.75	9.14	37.91	53.731	0.14	55	1.83	0.007	0.5	3.05	0.139	21.94	0.23	13.78	8.88
	DYKT	2.71	6.10	19.02												
Falha	H1	2.73	1.00	10.51	24.138	0.20	40	0.12	0.001	0.51	0.35	0.114	3.85	0.27	2.77	1.52
Zona mineralizada	OZB	2.81	3.46	41.04	95.339	0.12	50	0.58	0.004	0.51	2.47	0.274	29.29	0.25	19.17	11.76
	OZC	2.84	6.38	74.53	55.228	0.18	60	1.53	0.012	0.50	7.98	0.572	28.72	0.22	17.36	11.73
	OZG	2.73	12.17	106.12	69.449	0.20	70	4.17	0.036	0.50	19.95	0.908	50.89	0.20	28.69	21.13
	OZM	2.70	5.50	73.94	82.671	0.26	60	1.32	0.012	0.50	7.91	0.659	42.99	0.22	25.99	17.56
	OZY	2.77	5.50	139.28	63.331	0.25	70	1.88	0.036	0.50	26.19	2.638	46.41	0.20	26.16	19.27
Falha	F1	2.80	9.73	50.49	34.420	0.25	45	1.36	0.002	0.51	2.26	0.082	7.70	0.26	5.27	3.06
Footwall	GRN	2.63	8.67	120.94	69.768	0.15	65	2.48	0.020	0.50	17.17	0.997	44.07	0.21	25.70	18.15
	DIO	2.79	7.60	88.79	48.908	0.29	55	1.52	0.007	0.50	7.14	0.393	19.97	0.23	12.54	8.09

Fonte: OMI, 2010

4.5.4 Regime de tensões *in situ*

Até a presente data não existem estudos publicados ou realizados no Uruguai sobre medidas de tensões *in situ*. Dessa forma, para verificar a orientação das tensões principais foi utilizado o mapa mundial de tensões (HEIDBACH et al., 2009). Foi considerado que a tensão principal está contida no plano horizontal (norte-sul *trend* 15°), perpendicular ao plano da mineralização. Já a tensão principal intermediária também esta contida no plano

horizontal, porém paralela ao plano da mineralização (Leste-Oeste) e a tensão principal menor é vertical.

Já a magnitude das tensões foi assumida levando em conta que o ambiente geológico é relativamente estável e distante de influências tectônicas importantes. Para a tensão vertical foi utilizada a equação linear obtida por Brown e Hoek (1978) que utiliza o valor médio do peso específico de $0,027 \text{ MN/m}^3$ (muito próximo ao peso específico das litologias do depósito). Já a componente de tensão horizontal (σ_h) é calculada pela equação 42, utilizando-se um fator k multiplicado pela tensão vertical (σ_v).

$$\sigma_h = k \cdot \sigma_v \quad (42)$$

Onde, o valor de k foi obtido utilizando-se o modelo elasto-estático termal da Terra desenvolvido por Sheorey (1994). A equação utilizada é mostrada a seguir:

$$k = 0.25 + 7E_h \left(0.001 + \frac{1}{z} \right) \quad (43)$$

Nessa equação o z (m) é a profundidade abaixo da superfície e E_h é a média do módulo de deformação da porção superior da crosta terrestre.

Um gráfico para a equação 17 é fornecido na Figura 55 para diferentes valores de módulo de deformação. As curvas relacionando k com a profundidade abaixo da superfície z são parecidas com as publicadas por Brown e Hoek (1978) para estimativas de tensões *in situ*.

Dessa forma, considerando um módulo de deformação médio de cerca de 20 GPa e uma profundidade média de 300 metros foi obtido do gráfico o valor de k igual a 1.5. Esse valor foi utilizado no cálculo da tensão principal máxima horizontal ($\sigma_1 = \sigma_{H_1}$) pela equação 42. Já para a tensão σ_2 (σ_{h_2}) foi definido o valor intermediário de k_2 igual a 1.2. As equações abaixo resumem os gradientes de tensões definidos:

$$k_1 = \frac{\sigma_1}{\sigma_3} = 1.5 \quad (44)$$

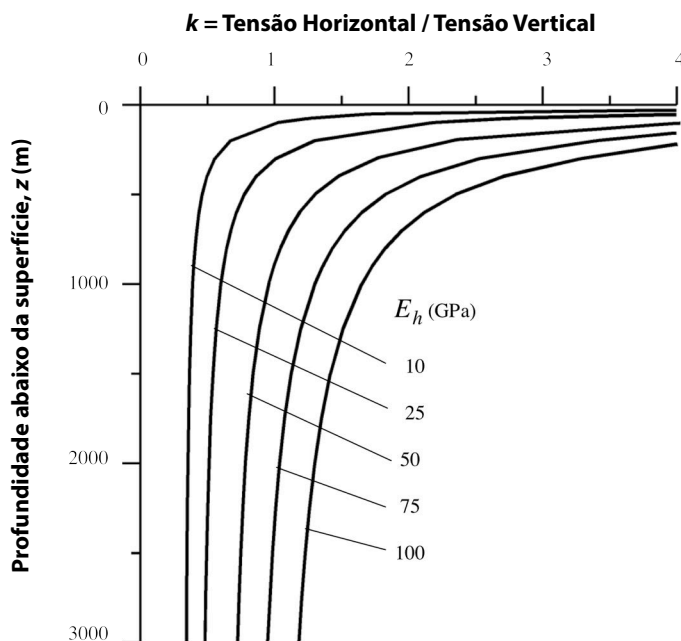
$$k_2 = \frac{\sigma_2}{\sigma_3} = 1.2 \quad (45)$$

$$\sigma_1 = \sigma_{H_1} = k_1 \times \sigma_v \quad (46)$$

$$\sigma_2 = \sigma_{h_2} = k_2 \times \sigma_V \quad (47)$$

$$\sigma_3 = \sigma_V = 0.027 \times z \quad (48)$$

Figura 55 – Valores de k para diferentes módulos de deformação, variando com a profundidade, baseados na equação de Sheorey



Fonte: Modificado de SHEOREY, 1994

Esses valores de gradientes podem ser considerados conservadores, entretanto sem dados de medidas locais de tensões *in situ*, essa suposição deverá ser validada no momento da calibração dos modelos numéricos.

4.6 PARÂMETROS HIDROGEOLÓGICOS

Em maio de 2010 foi realizada uma revisão e análise hidrogeológica do projeto. Essa análise foi uma combinação de modelos empíricos e numéricos, e se baseia na história hidrogeológica das minas Arenal e San Gregório, combinado com medições dos níveis de água de regiões próximas as minas.

O estudo permitiu a criação de um modelo conceitual que fosse analisado com base nas medições históricas do nível de água para determinar faixa de valores para afluência de água. Até o dia de hoje, não foram realizados testes de Packer, e os valores de condutividade hidráulica foram determinados por meio de testes de bombeamento em diorito, granito e zonas mineralizadas; sendo que essas zonas indicaram uma condutividade relativamente

baixa de 1×10^{-7} m/s a $1,8 \times 10^{-7}$ m/s. Não foram realizados testes de condutividade nas zonas de falha nem na rocha monzonito.

No modelo adotado, foram assumidos para as falhas F1 e H1 valores de condições similares do maciço rochoso, tendo uma condutividade significativamente maior de 1×10^{-5} m/s, enquanto que o maciço rochoso ao redor possui uma condutividade de 1×10^{-7} m/s.

Segundo o modelo hidrológico e hidrogeológico, foi estimado que as afluições de água para o subsolo poderiam alcançar uma ordem de até 17 L/s (1.500 m³/dia), mas para o projeto da mina se assumiu uma infiltração constante de 14 L/s (1.200 m³/dia). No problema de instabilidade do *hangingwall* também foi verificado indício de que existe um grande fluxo de água nas estruturas de falha, e ainda que tenha sido considerado um valor de condutividade relativamente conservador, a única forma seria confirmar por ensaios de Packer dentro dessas zonas de falhas.

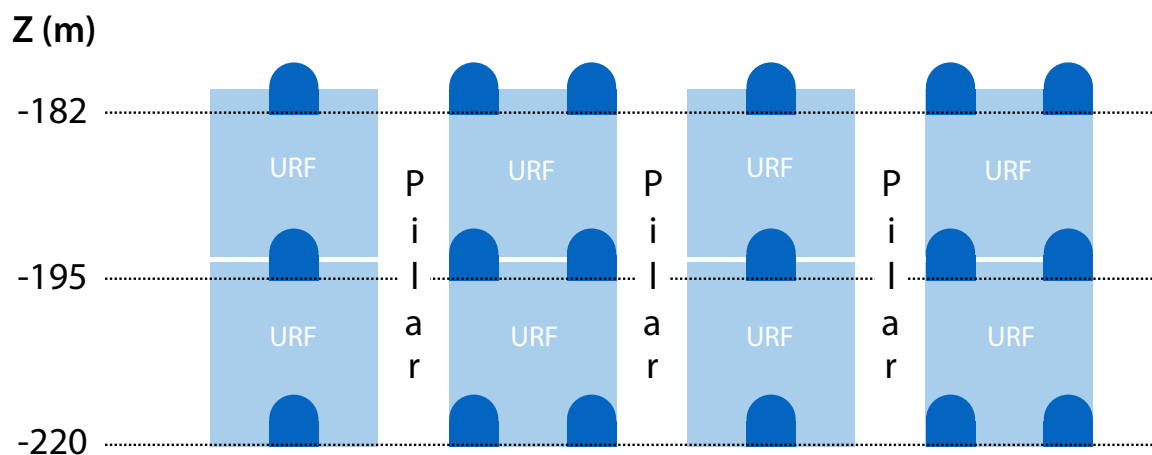
4.7 MÉTODOS DE LAVRA

4.7.1 Câmaras transversais

O método de Câmaras Transversais (*Transversal Stopes* – TS) foi utilizado para extrair a zona mineralizada de maior dimensão, localizada abaixo da cota -120. O método de Câmaras Transversais é uma variação do método *Sublevel Stope*, que consiste em extrair o minério formando grandes câmaras abertas separadas por sub-níveis de acesso. Inicialmente entre os níveis -182 e -220 foi utilizado o método de Câmaras Transversais, mantendo pilares (*rib pillars*) com cerca de 8m de largura entre as câmaras extraídas (Figura 56). Depois de extraídas, as câmaras foram preenchidas com rocha estéril (*Unconsolidated Rock Fill* – URF).

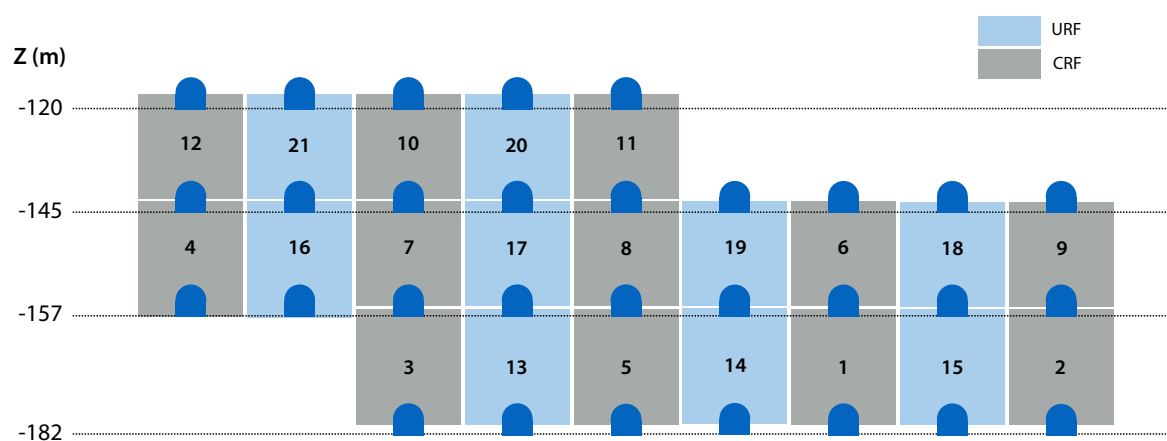
Posteriormente foi aprovado o estudo de viabilidade econômica para mudança do método, onde foi então adotado o método de Câmaras Transversais sem pilares, utilizando uma mistura de cimento e rocha estéril (*Cemented Rock Fill* – CRF) para as câmaras primárias e enchimento somente com rocha estéril (URF) para as câmaras secundárias. Esse método foi utilizado entre os níveis -120 e -182 com a sequência de lavra para este método mostrada na Figura 57.

Figura 56 - Seção entre os níveis -220 e -182 das câmaras extraídas pelo método *Transversal Stopes* com *rib pillars* e enchimento de estéril (Vista para o Norte)



Fonte: Autoria própria

Figura 57 - Sequência de extração do método *Transversal Stopes* sem pilares e com enchimento do tipo CRF e URF entre os níveis -182 e -120 (Vista para o Norte)



Fonte: Autoria própria

A Figura 58, a seguir, mostra como exemplo a foto da câmara primária TS_N157_EA durante sua extração, já utilizando o método com recuperação de pilares.

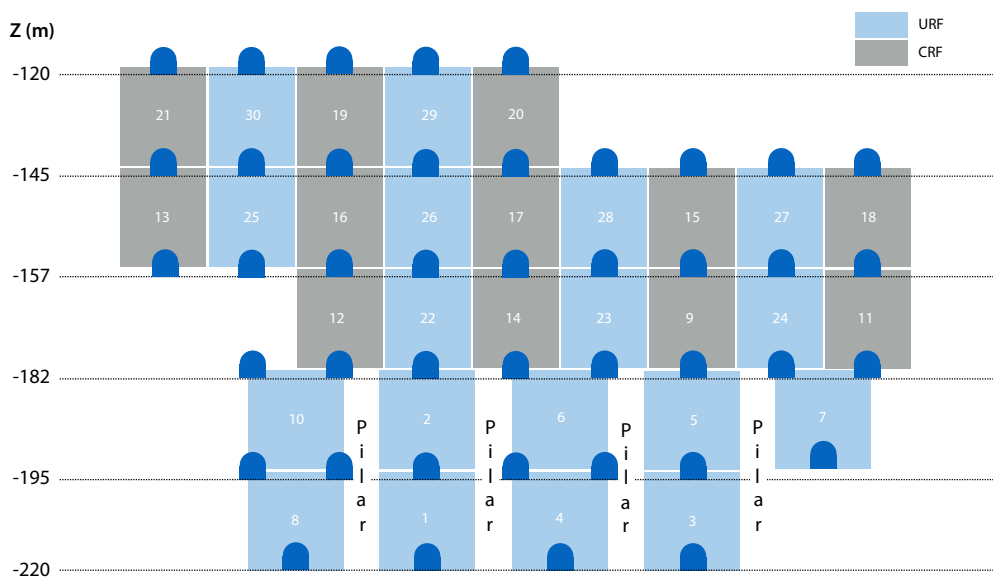
Figura 58 - Foto da câmara TS_N157_EA durante a extração (vista para o *hangingwall*)



Fonte: Autoria própria

A Figura 59, a seguir, mostra a seqüência de lavra completa para todas as Câmaras Transversais produzidas.

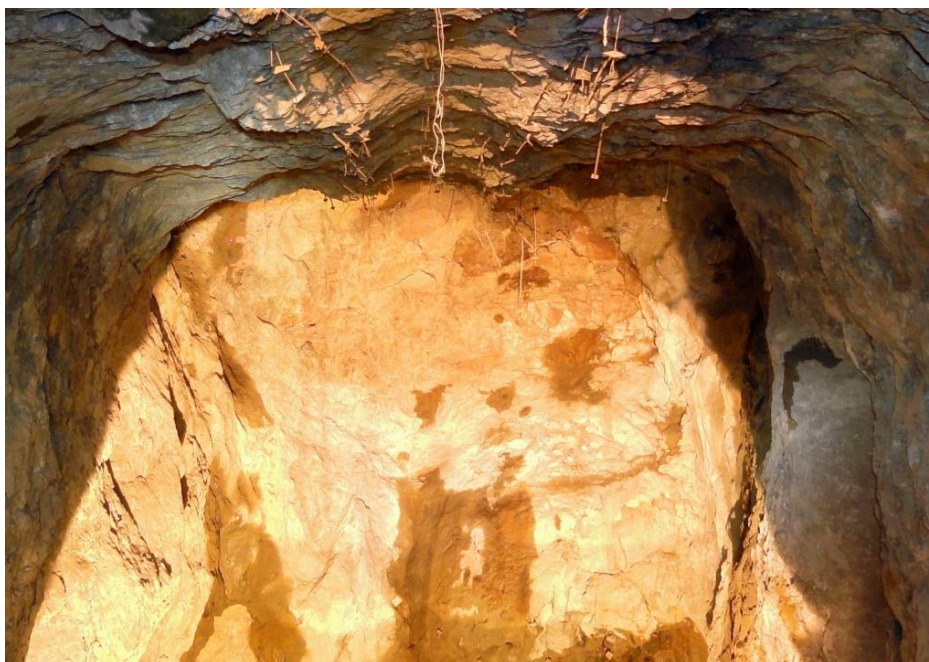
Figura 59 - Seqüência de extração completa do método *Transversal Stopes* com enchimento do tipo CRF e URF entre os níveis -220 e -120 (Vista para o Norte)



Fonte: Autoria própria

A Figura 60 a seguir mostra a foto da segunda Câmara Transversal extraída, TS_N195_E4, iniciada em 28/05/13 e localizada entre os níveis -182 e -195, pelo método com pilares verticais (*rib pillars*).

Figura 60 - Foto da segunda câmara transversal extraída, TS_N195_E4



Fonte: Autoria própria

No caso da mina Arenal Deeps, as câmaras possuem cerca de 20 m de altura, por 20 m de largura e longitude variável. Essas câmaras se orientam transversalmente através de todo o corpo mineralizado. Neste método, a sequência de extração inicia nas câmaras primárias inferiores em sequência ascendente, sendo preenchidas com CRF na medida em que as câmaras primárias terminam. Posteriormente é iniciada a extração das câmaras secundárias, assim que as câmaras adjacentes preenchidas com CRF atinjam o tempo de cura necessário.

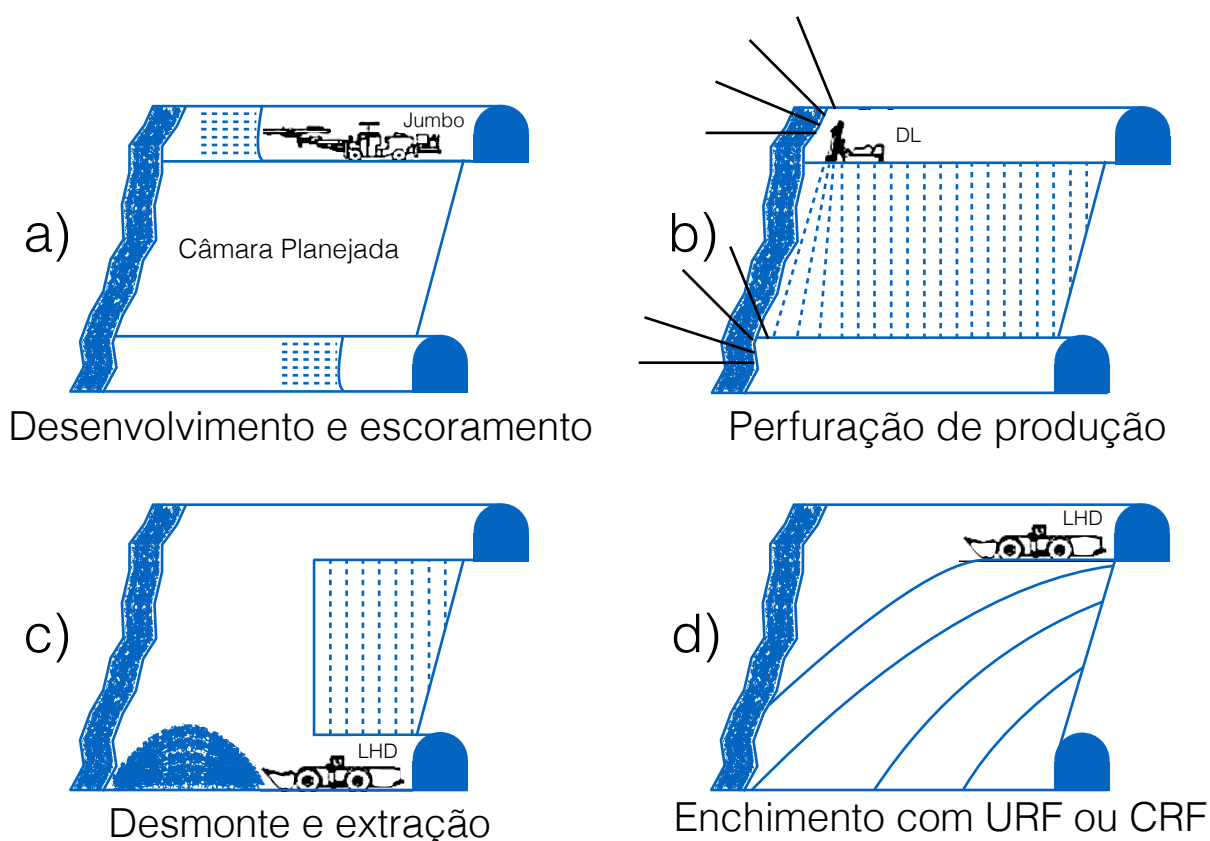
A preparação da câmara começa a partir do desenvolvimento de duas galerias de acesso, uma no nível inferior e outra na parte superior. Esses acessos são paralelos e se localizam respectivamente um em cima do outro, atravessando toda a largura da câmara (Figura 61-A). Na extremidade do *hangingwall* é realizada uma abertura de galeria em "T" para ajudar na realização da face de alívio para os desmontes de produção. Além do escoramento usual com *splitsets*, segundo a classe geomecânica, também é realizada a

instalação de *cablebolts* ao longo da galeria e também no *hangingwall*, especificamente na “T”.

Após esta etapa, inicia-se a perfuração de uma chaminé no extremo da câmara, próximo ao *hangingwall*. Essa chaminé conecta os dois níveis, superior e inferior, produzindo o espaço vazio necessário para os futuros desmontes de produção. Além dessa chaminé são realizadas as perfurações das linhas de produção, em leque, desde a galeria superior (Figura 61-B).

Essas perfurações são posteriormente carregadas com explosivos e o minério desmontado cai no nível inferior, de onde é removido mediante utilização de LHD com controle remoto (Figura 61-C). A última etapa é a de enchimento da câmara vazia, que pode ser do tipo URF ou CRF dependendo se é uma câmara primária ou secundária (Figura 61-D).

Figura 61 - Sequência do ciclo de extração das câmaras transversais: a) Desenvolvimento de galeria e escoramento; b) Perfuração de produção; c) Desmonte e extração; d) Enchimento com URF ou CRF



Fonte: Autoria própria

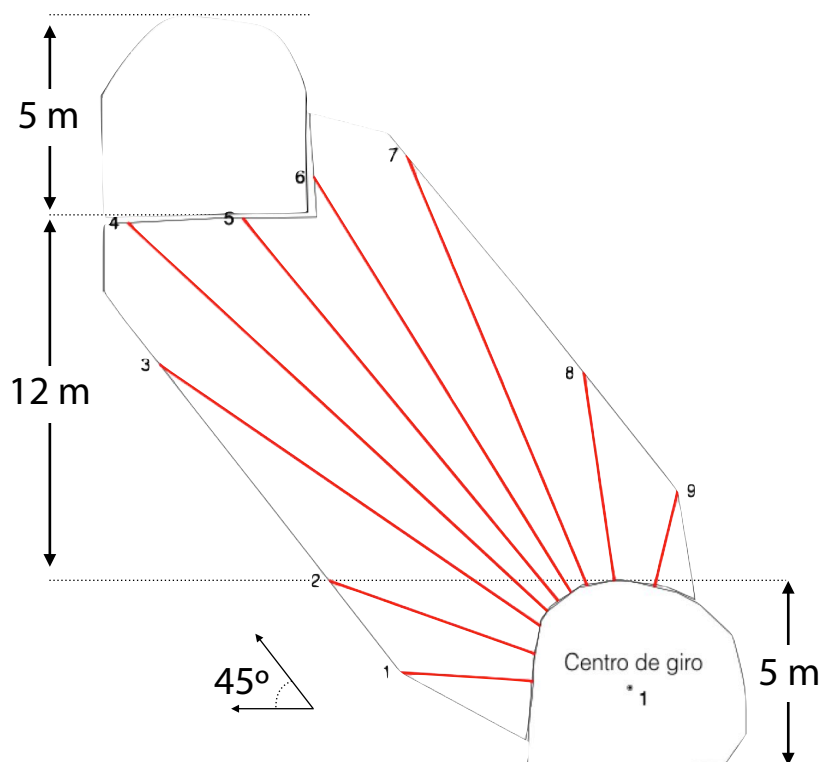
4.7.2 Câmaras e pilares inclinados

Esse método foi predominantemente utilizado na porção superior do depósito (entre as cotas -20 e -107) e ao longo do *footwall* da zona mineralizada, onde o minério possui em média menos de 10m de espessura. Já nas cotas abaixo do nível -107 foi utilizado em conjunto com o método de câmaras transversais.

O método utiliza uma galeria de acesso ao nível que depois se bifurca em uma galeria de produção, que esta localizada no final da zona mineralizada. Após a finalização dessa galeria de produção no nível, as câmaras do nível acima ao da galeria de produção são extraídas em retrocesso em direção a galeria de acesso ao nível.

As câmaras entre os níveis de desenvolvimentos possuem em média 10m de altura por 15m de comprimento, seguidas por um pilar de 10m de comprimento. O pilar garante a estabilidade da área sem a necessidade de enchimento, o que ajuda a manter os custos operacionais baixos para esse método de lavra. A Figura 62 mostra um desenho típico de perfuração para esse método.

Figura 62 – Desenho típico de um *ring* de perfuração do método câmaras e pilares inclinado (IRP)



Fonte: Autoria própria

4.7.3 Equipamentos e sistema de ventilação

Os equipamentos principais disponíveis para trabalho na mina Arenal Deeps são listados na Tabela 8 abaixo.

Tabela 8 - Lista de equipamentos utilizados

LHD			
Quantidade	Marca e Modelo	Capacidade	Potência
2	Sandvik LH514	5,4 m ³	325 hp - Diesel
1	Sandvik LH307	3 m ³	201 hp - Diesel
Caminhões			
Quantidade	Marca e Modelo	Capacidade	Potência
4	Volvo FMX	30 t	440 hp - Diesel
Equipamentos de perfuração			
Quantidade	Marca e Modelo	Descrição e Uso	Potência
2	Sandvik DL-310	1 braço - perfuração radial	73kw - Elétrico
2	Sandvik DD-320	2 braços - perfuração frontal	155kw - Elétrico
1	Sandvik DE-130	Sondagem diamantada	55kw - Elétrico
Equipamentos auxiliares			
Quantidade	Marca e Modelo	Uso	Potência
2	Normet Utilift 6330	Transporte de pessoal/trabalho em altura	128 hp - Diesel
1	Komatsu WA-320	Carregadeira para serviços auxiliares	166 hp - Diesel
2	REED Guncrete Lova	Concreto projetado	6,6 kW - ar comprimido
1	SICOMA MAO 6000/4000	Misturadora de backfill	150 kW - elétrico

Fonte: Autoria própria

O desenho de ventilação foi projetado de maneira a fornecer vazão de ar suficiente para os locais específicos, diluindo os contaminantes para valores de exposição aceitáveis. Os contaminantes da mina incluem poeira e os gases produzidos por motores diesel e no desmonte.

O sistema de ventilação é desenhado como um sistema de exaustão, pois os ventiladores principais em superfície trabalham em exaustão, criando uma depressão de ar no interior da mina. Os ventiladores principais são dois, do tipo axiais, de 370 cv cada, instalados em paralelo. Cada um deles tem capacidade de fornecer até 342.000 m³/h e pressão total de 210 mmCA a 970 rpm. Por padrão, são mantidos os dois ventiladores em operação, em rotação mais baixa (cerca de 600 rpm), conforme necessidade da mina. Em

caso de problema ou mal funcionamento em um dos ventiladores este é desligado e o outro tem sua rotação aumentada, mantendo assim a vazão de ar necessária na mina.

O circuito de retorno do ar contaminado é realizado através das chaminés de ventilação conectadas entre cada nível principal, desde o nível -220 até o nível -20. Do nível -20 até a superfície está localizada a chaminé principal de ventilação, onde estão instalados os dois ventiladores principais em paralelo.

Os requerimentos de ventilação foram estimados em base a potência dos equipamentos diesel operando durante a vida da mina. A Tabela 9 abaixo resume as necessidades de ar considerando a potência de cada equipamento.

Tabela 9 - Necessidade de ar por equipamento

Equipamentos	Potência (kW)	Fator multiplicador (m³/s/kW)	Vazão necessária (m³/s)
Sandvik DD320 – Perfuratriz frontal	74	0,063	4,7
Sandvik DL310 - Perfuratriz radial	74	0,063	4,7
Caminhão Volvo FMX – 30 t	330	0,063	20,8
Sandvik LH514 – LHD de 5.4 m ³	256	0,063	16,1
Sandvik LH307– LHD de 3 m ³	155	0,063	9,8
Normet Utilift 6330	95	0,063	6,0
Komatsu WA-320	124	0,063	7,8

Fonte: Autoria própria

Para levar o ar limpo desde a rampa principal até as frentes de serviço estão instalados os ventiladores auxiliares de 75 cv, em dutos flexíveis de 1,2 m de diâmetro. O ar sujo da frente de serviço é então expulso pela galeria de acesso até ser retirado pelas chaminés de ventilação. Os ventiladores de superfície fazem a exaustão do ar das chaminés, enviado o ar sujo para fora da mina. Portas de ventilação instaladas no acesso de cada chaminé evitam o curto circuito do ar no sistema.

4.8 DIMENSIONAMENTO DE CÂMARAS

O dimensionamento das câmaras foi realizado pela combinação do método empírico do gráfico de estabilidade modificado, ou “análise de Mathews” (Potvin, 1988; Nickson 1992) e modelos numéricos de tensões.

As dimensões das câmaras foram baseadas em experiências anteriores por meio de uma estimativa das condições das tensões induzidas através da aproximação de Kirsch

(HOEK; BROWN, 1980) sendo posteriormente confirmadas por meio de modelagem numérica de tensões. O método determina zonas com ou sem suporte, ou seja, onde sejam necessários ou não o uso de *cablebolts*. Entretanto, mesmo as zonas sem suporte recebem no teto das galerias suporte primário em toda extensão.

4.8.1 Método empírico

A inclinação do *hangingwall* na zona onde foi considerado o uso do método TS varia de 40° a 90°, sendo a maior inclinação na porção inferior do depósito. Uma sequência de lavra com enchimento e câmaras primárias e secundárias foi sugerida para manter a estabilidade global e do *hangingwall* para sucessíveis níveis.

Inicialmente, devido ao baixo teor do minério, enchimento não cimentado (URF) foi proposto como material mais econômico capaz de manter a estabilidade global. Dessa maneira, para conter o material de enchimento, foram deixados pilares transversais (*rib pillars*) com 8 m de largura, entre as câmaras primárias e secundárias projetadas.

Esse método, deixando pilares transversais e utilizando enchimento não cimentado, foi utilizado somente nos níveis inferiores, abaixo da cota -195. Um novo estudo de viabilidade mostrou que a utilização de enchimento cimentado permitiria a lavra sem a necessidade de manter os *rib pillars*, aumentando as reservas e a recuperação global do depósito. Assim, entre as cotas -120 e -195 foi utilizado o método de câmaras transversais com recuperação de pilares, com o uso de enchimento cimentado (CRF). A largura dos pilares transversais, nos níveis inferiores ao -195, foi definida por uma análise de estabilidade empírica e também por modelagem numérica.

A partir dos resultados de caracterização do maciço rochoso, Tabela 10, foram determinados os números de estabilidade modificados (N') e calculados os valores máximos para o raio hidráulico (HR) baseados nas zonas suportadas e não suportadas das superfícies das câmaras.

Tabela 10 – Resumo da classificação de maciço utilizada para análise de estabilidade

Unidade	UCS (MPa)	RQD (%)	Jn	Jr	Ja	Q'	RMR ⁷⁶
<i>Hangingwall</i> (MNZ)	38	80	12	1	2	3.3	55
Minério (OZ1)	93	87	9	1.25	2	6.0	60

Fonte: Modificado de OMI (2010)

O resumo dos critérios de estabilidade é mostrado na Tabela 11 e foram plotados no gráfico empírico de estabilidade da Figura 63.

Tabela 11 – Resumo dos critérios de estabilidade para as superfícies do *stope*

Superfície	Tipo de rocha	UCS (MPa)	Q'	A	B	C	N'	HR (sem suporte)	HR (com suporte)
<i>Hangingwall</i> 40°	MNZ	36	3.3	0.33	0.3	3.5	1.2	3.9	7.3
<i>Hangingwall</i> 65°	MNZ	36	3.3	0.33	0.3	5.5	1.8	4.4	7.8
<i>Hangingwall</i> 90°	MNZ	36	3.3	0.33	0.3	8.0	2.6	4.9	8.2
<i>Hangingwall</i> interno 90°	OZ1	93	6.0	0.9	0.4	8.0	17.4	9.1	-
Fundo das câmaras	OZ1	93	6.0	0.55	0.4	2.0	2.7	4.9	8.2
Paredes laterais	OZ1	93	6.0	0.47	0.45	8.0	10.2	6.0	-

Fonte: Modificado de OMI (2010)

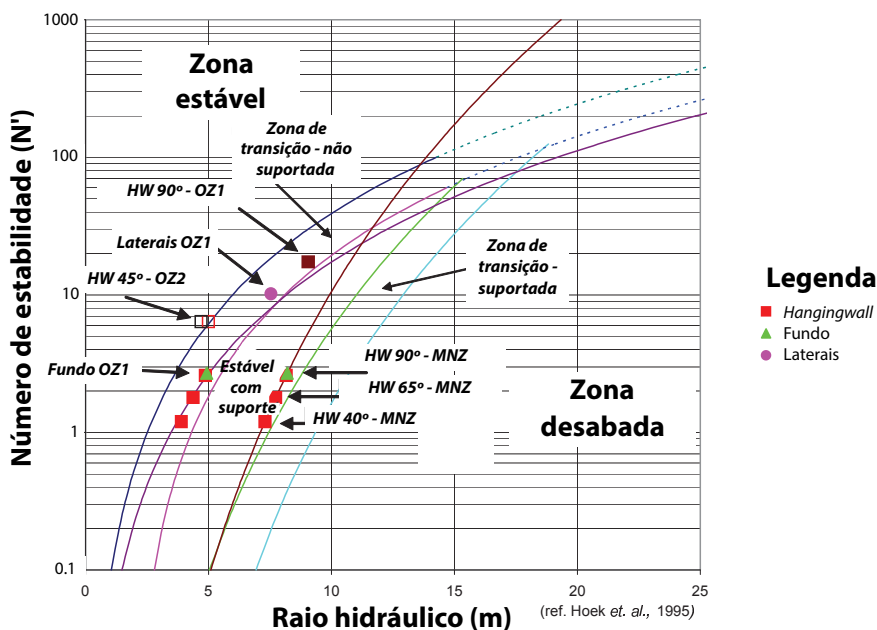
O fator A é baseado na resistência a compressão uniaxial (UCS) das rochas da parede e das tensões induzidas pela lavra obtidas a partir de modelos numéricos elásticos. Já o fator B é definido pelo ângulo entre a face do *hangingwall* e a família principal de juntas críticas.

Também foi avaliada a estabilidade considerando um *hangingwall* com ângulo vertical (90°), ou seja, a face ficaria dentro da zona mineralizada e isso considera que a família de juntas principais mergulha para fora da superfície do HW.

Deve se perceber que a linha de desenho para o caso sem suporte está na zona de transição do gráfico, assumindo uma estabilidade temporária de 1 ou 2 meses, por isso necessitando de um ciclo rápido de extração e enchimento.

Para maximizar a estabilidade do teto das câmaras é preciso que o enchimento seja bem distribuído, em especial no último nível de enchimento, mantendo poucos espaços vazios entre o teto e o *hangingwall*.

Figura 63 – Gráfico de estabilidade modificado



Fonte: Modificado de OMI (2010)

Um espaçamento entre níveis de 20 m foi considerado, baseado nisso se determinaram as dimensões máximas sem suporte e com suporte para vários critérios, sendo então resumidos na Tabela 12.

Tabela 12 – Dimensões máximas com e sem suporte para o *Stope*.

Superfície analisada	Tipo de rocha	Tipo de dimensão do <i>Stope</i>	Dimensão do <i>Stope</i> (m)	Comprimento máximo sem suporte (m)	Comprimento máximo suportado (m)
<i>Hangingwall</i> (40°)	MNZ	Distância entre níveis	20	10	24
<i>Hangingwall</i> (65°)	MNZ	Distância entre níveis	20	13	37
<i>Hangingwall</i> (90°)	MNZ	Distância entre níveis	20	17	51
<i>Hangingwall</i> interno (90°)	OZ1	Distância entre níveis	20	74	-
Fundo das câmaras	OZ1	Comprimento das câmaras	20	19	92
Fundo das câmaras	OZ1	Comprimento das câmaras	40	13	28
Fundo das câmaras	OZ1	Comprimento das câmaras	50	12	24
Altura máxima sem suporte (m)					
Paredes laterais	OZ1	Comprimento das câmaras	20	62	
Paredes laterais	OZ1	Comprimento das câmaras	40	24	
Paredes laterais	OZ1	Comprimento das câmaras	50	22	

Fonte: Modificado de OMI (2010)

4.8.2 Dimensionamento dos *cablebolts*

As recomendações no uso de *cablebolts* e outros elementos para o escoramento da mina foram determinadas baseadas nas informações geotécnicas, como, mapeamentos das paredes do *pit*, descrição de furos de sondagem, geometria das câmaras e condições de tensões.

Os detalhes do desenho empírico considerado são mostrados na Tabela 13 e na Tabela 14, sendo baseados nas recomendações de suporte propostas por Nickson (1992) e também por Hutchinson e Diederichs (1996).

Tabela 13 – Parâmetros empíricos para desenho do escoramento com *cablebolts* no *hangingwall* e teto (somente para MZN)

Ângulo HW (°)	Largura (m)	Altura inclinada (m)	Q	N'	HR	N'/HR	Densidade de <i>cablebolts</i>		Comprimento de <i>cablebolts</i> (m)		Espaçamento de <i>cablebolts</i> (m)	
							Nickson	Hutchinson	Hutchinson	Potvin	Nickson	Hutchinson
30	20	44.0	3.3	0.90	6.88	0.13	0.24	0.25	9.5	10.31	2.04	2x2
35	20	38.9	3.3	0.96	6.60	0.15	0.24	0.25	9.0	9.90	2.04	2x2
40	20	35.1	3.3	1.05	6.37	0.16	0.24	0.24	8.5	9.56	2.04	2x2
45	20	32.3	3.3	1.17	6.17	0.19	0.24	0.24	8.0	9.26	2.04	2x2
65	20	26.1	3.3	1.65	5.66	0.29	0.24	0.22	7.5	8.49	2.13	2.1x2.1

Fonte: Modificado de OMI (2010)

Tabela 14 - Parâmetros empíricos para desenho do escoramento com *cablebolts* no *hangingwall* e teto (somente para OZ)

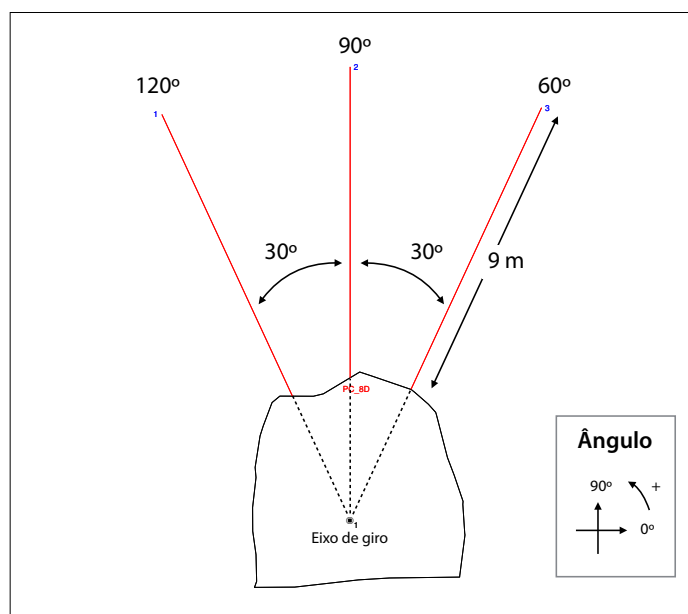
Largura (m)	Comprimento (m)	Q	N'	HR	N'/HR	Densidade de <i>cablebolts</i>		Comprimento de <i>cablebolts</i> (m)		Espaçamento de <i>cablebolts</i> (m)	
						Nickson	Hutchinson	Hutchinson	Potvin	Nickson	Hutchinson
20	50	6.0	2.7	7.14	0.38	0.22	0.22	9.0	10.7	2.13	2.2x2.2
20	40	6.0	2.7	6.67	0.41	0.22	0.22	8.0	10.0	2.13	2.2x2.2
20	30	6.0	2.7	6.00	0.45	0.22	0.21	7.5	9.0	2.13	2.2x2.2
20	>19	6.0	2.7	5.00	0.54	0.00	0.00	6.0	7.5	0.00	-

Fonte: Modificado de OMI (2010)

Todos os *cablebolts* foram definidos com 25 mm e são do tipo Garford de bulbo simples. Os layouts típicos utilizados para o teto das câmaras são mostrados na Figura 64, já o layout para os cabos do *hangingwall* são mostrados na Figura 65. Para fins de otimizar e

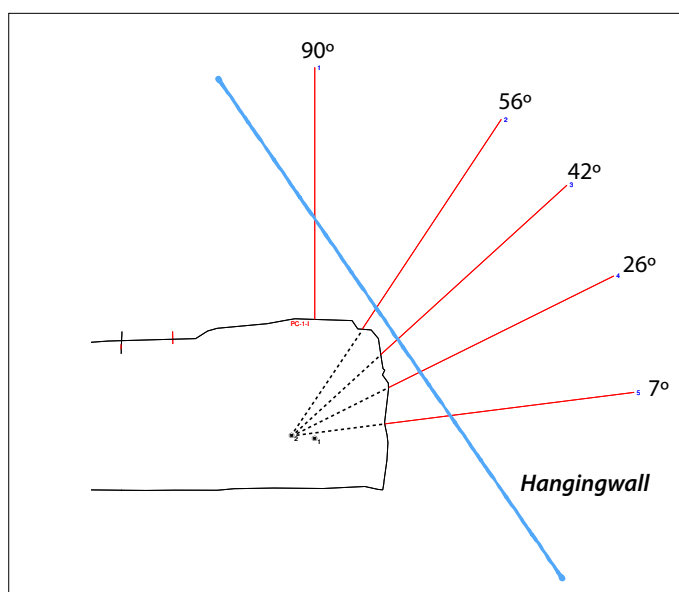
tornar prática a utilização dos *cablebolts* foi definido a utilização de cabos de comprimento padrão de 9 m em todos os casos de aplicação.

Figura 64 – Exemplo do layout típico dos cablebolts utilizados no teto das galerias, ao longo de todo comprimento das câmaras



Fonte: Autoria própria

Figura 65 – Exemplo de layout típico de instalação dos *cablebolts* no *hangingwall*



Fonte: Autoria própria

4.9 ACESSOS E DESENVOLVIMENTOS

O acesso principal da mina é através de um portal localizado no fundo da cava da mina Arenal. Todo o acesso de equipamentos e de pessoal é realizado pela rampa principal da mina. Todos os serviços como ar comprimido, água de serviço, comunicação por rádio e energia para iluminação ingressam pelo portal ou pela chaminé de ventilação.

Todo material extraído é retirado da mina por meio do portal, além disso, todos os materiais e suprimentos para uso subterrâneos, como explosivos, cimento, parafusos de teto, *cablebolts* e suprimentos de manutenção são disponibilizados por meio deste acesso.

A saída secundária se dá através de escadas instaladas em chaminés de emergências conectadas entre os níveis a cada 25 metros. No nível -20 está a última escada que leva até a superfície.

A rampa principal é de 5m de largura por 5m de altura em formato de arco, para fornecer vão livre suficiente para entrada e saída dos caminhões Volvo FMX de 30 t. O gradiente da rampa é de até 15%. O comprimento total da rampa desde o portal até o nível -240 é de 2,1 km. O raio mínimo de curvatura é de 30 m, isso permite uma melhor mobilidade dos equipamentos. Além de servir como rota de transporte de produção, a rampa de acesso também é responsável por distribuir ar limpo aos vários níveis da mina.

O desenvolvimento dos níveis inclui todo o desenvolvimento lateral, fora da rampa, utilizado para acessar as câmaras inclinadas e as câmaras transversais. A seguir estão identificados os desenvolvimentos típicos:

- Acesso aos níveis
- Acesso a chaminé de ventilação
- Sumidouros e acessos de bombeamento
- Galeria de acesso ao IRP em estéril
- Galeria de acesso ao IRP em minério
- Galeria de acesso ao TS em estéril
- Galeria de acesso ao TS em minério

A rampa é localizada ao norte da zona do *footwall* obtendo vantagem pela rocha competente. Em cada desenvolvimento de acesso a galeria vai em direção a zona mineralizada atravessando a falha do *hangingwall*. O segmento da galeria de acesso, entre a rampa e a falha do *footwall* é utilizado para acessar as chaminés de ventilação, conectadas

entre os níveis principais, além disso nesse mesmo segmento estão instaladas as estações de bombeamento de água.

Devido ao uso combinado dos métodos IRP e TS, os níveis principais são espaçados 25 m verticalmente. Esse espaçamento é o equivalente a duas câmaras IRP sobrepostas, pois cada IRP possui em média 12 m de altura. A rampa é desenhada de maneira a permitir acesso a todos os níveis intermediários de IRP.

As estações de bombeamento foram escavadas e construídas nos níveis principais, -20, -70, -120, -170, -220. Todos os outros níveis possuem bombas que drenam a água das frentes de serviço até um sumidouro, onde existem furos de drenagem que levam a água para a estação de bombeamento abaixo.

4.10 ENCHIMENTOS

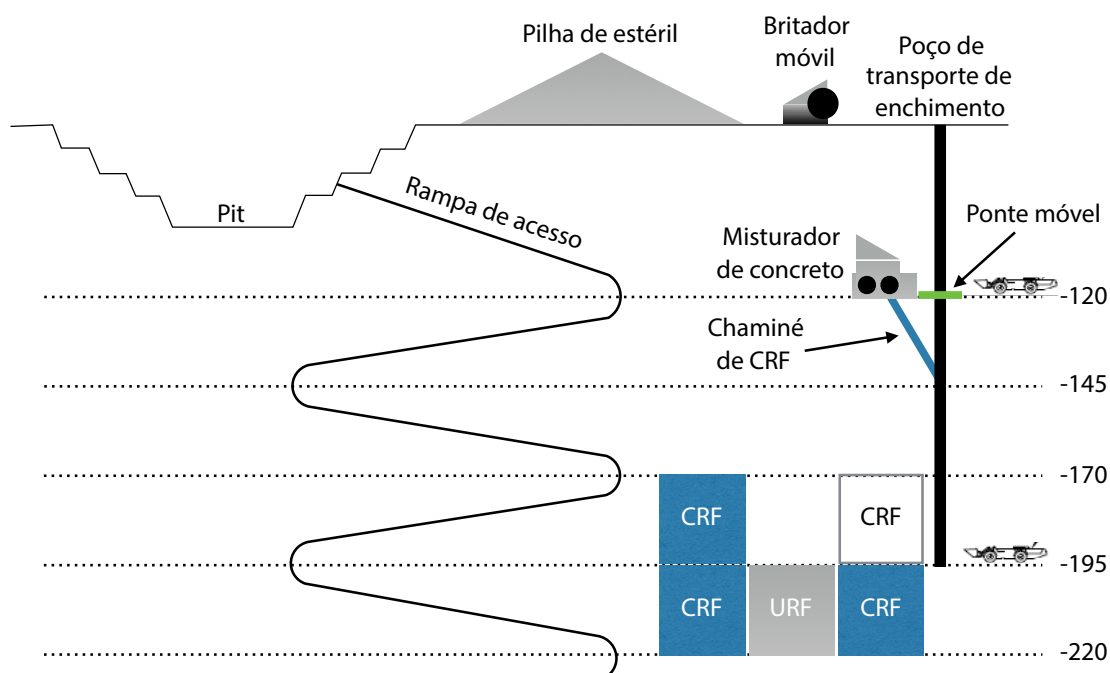
Em Arenal Deeps para ambos enchimentos, cimentados (CRF) e não cimentados (URF), são utilizados agregados britados provenientes da pilha de estéril. Esse agregado é carregado em superfície por carregadeira em caminhões rodoviários, sendo transportado até a “boca” do poço de transporte de enchimento onde ingressa a mina até o nível -120. O destino final do agregado depende da sequência de enchimento estabelecida. Por exemplo, se o objetivo é a produção de CRF o agregado se deposita no nível -120 onde é então carregado e alimentado no misturador de concreto, produzindo CRF. Já quando o objetivo for a produção de URF o material ingressa pelo poço e cai até o nível desejado. Isso ocorre por meio de uma ponte móvel instalada no nível -120, dentro do poço de enchimento, onde pode ser liberada ou bloqueada a passagem de material.

As bolsas de cimento são transportadas desde a superfície até o nível -120 por meio de caminhões com caçamba modificada. No nível -120, o agregado estéril é acumulado, sendo coletado por uma carregadeira de 3 m³ que fará a descarga do material dentro do equipamento misturador de concreto. Cimento e água são adicionados no equipamento segundo a proporção definida de 5-6% de cimento e relação água/cimento de 1:1,2. O CRF é misturado por cerca de 1-2 minutos e então descarregado nos níveis inferiores por meio da chaminé de CRF.

A granulometria do material proveniente da pilha de estéril, britado em superfície, deve possuir tamanho de partícula menor do que 140 mm, ou seja, precisa ser 100% passante na malha de 140 mm. Esse valor definido é o tamanho máximo para se processar

com eficiência no misturador de concreto, além disso esse tamanho evita a possibilidade de ocorrerem bloqueios no poço de transporte de enchimento. A Figura 66 abaixo mostra esse circuito de etapas do enchimento na mina Arenal Deeps.

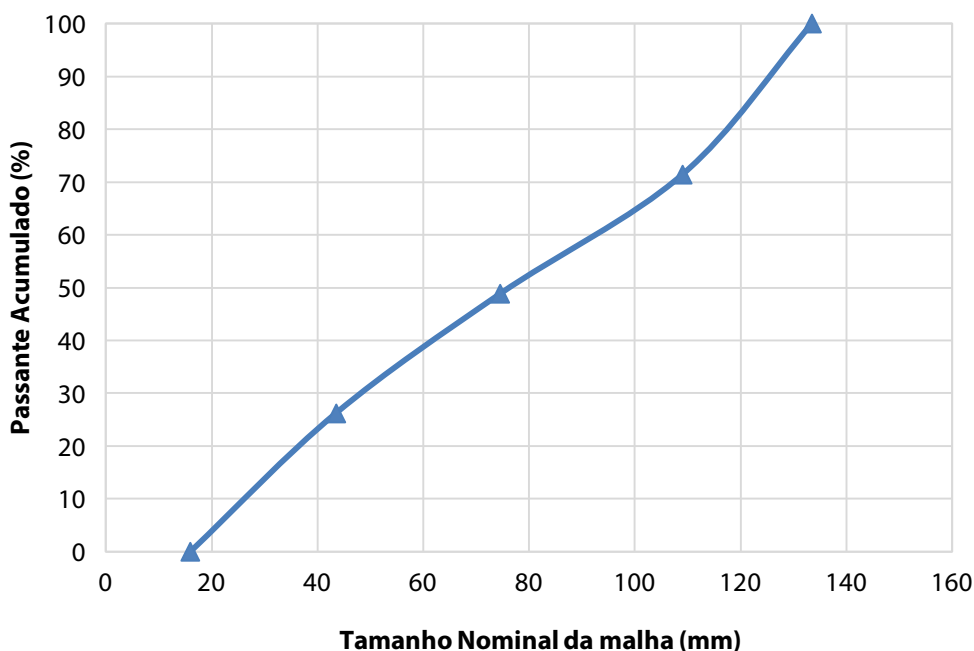
Figura 66 – Diagrama do circuito de enchimento na mina Arenal Deeps



Fonte: Autoria própria

A Figura 67, a seguir, mostra a distribuição granulométrica típica esperada para o uso dos agregados para produção de enchimento.

Figura 67 - Distribuição granulométrica dos agregados utilizados para enchimento



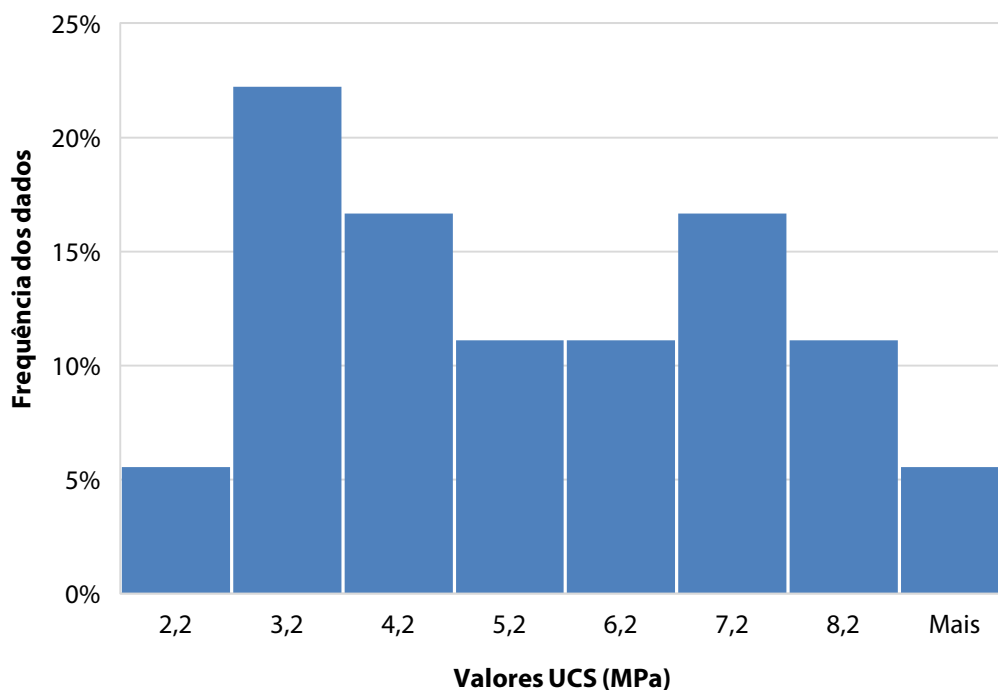
Fonte: Autoria própria

Após ensaios de laboratório foi comprovado que uma porcentagem de cimento de no mínimo 3% era necessária para permitir a formação de uma película com os grãos do agregado. Porém inicialmente foi recomendada uma proporção de 6% de cimento, sendo diminuída na medida em que a resistência a compressão uniaxial (UCS), de amostras com proporções menores, fosse suficiente para a necessidade do projeto.

A Figura 68 a seguir mostra a distribuição dos valores UCS para as amostras ensaiadas com 28 dias de cura e com composição de 5% de cimento. A resistência requerida para o CRF, aos 28 dias de cura, foi definida em pelo menos 0,69 MPa a partir de estudo técnico, previamente realizado, utilizando-se de modelagem numérica e ensaios físicos. Pode-se perceber, a partir dos ensaios UCS realizados, que o valor da resistência do CRF com 28 dias de cura estava muito acima do que a mínima requerida.

As câmaras primárias preenchidas com CRF, não atuam verdadeiramente como pilares de carga, mas permanecem estáveis quando expostas durante a lavra das câmaras secundárias. A sequência de lavra adotada deve permitir que se atinja o tempo de cura e resistência necessária ao CRF, antes de ocorrer a lavra das câmaras secundárias.

Figura 68 - Histograma dos valores UCS para as amostras de CRF com 28 dias de cura e 5% de cimento.



Fonte: Autoria própria

4.11 DILUIÇÃO NAS CÂMARAS TRANSVERSAIS PRODUZIDAS

Por meio da metodologia de utilização dos dados de escaneamento realizados nas 32 câmaras produzidas, foi possível a criação de um banco de dados contendo o desempenho de cada uma das câmaras. Para isso foi utilizado a metodologia de cálculo do fator ELOS, além do cálculo da diluição por meio das duas equações clássicas. A média da diluição calculada pela equação 27 foi de 14% e a média do fator ELOS foi de 2,40 m. Cabe salientar que em muitas câmaras foi deixado um pilar longitudinal entre o *hangingwall* e a face da câmara, dessa forma foi evitada a diluição com o *hangingwall*, porém com diminuição da recuperação. Nesses casos haviam problemas geomecânicos pré-existentes no *hangingwall* das câmaras inferiores, por isso foi tomada essa decisão.

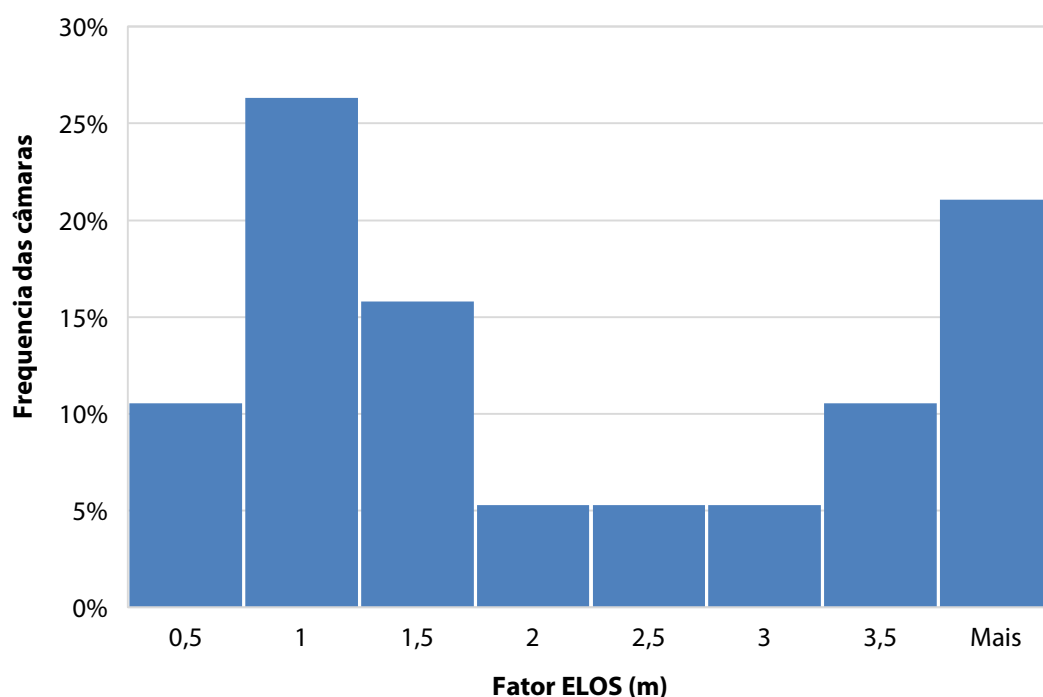
Em resumo das 32 câmaras produzidas e examinadas:

- 12 tiveram alguma influência estrutural de câmaras adjacentes;
- 4 tiveram galerias de desenvolvimento realizadas dentro da zona do *hangingwall* que contribuíram para a diluição;
- 16 eram câmaras do tipo secundária;

- 1 câmara secundária não foi aberta por problemas estruturais das câmaras adjacentes.

A Figura 69 a seguir apresenta o histograma do valor ELOS calculado para cada uma das câmaras transversais produzidas. Pode se perceber que cerca de 50% dos casos apresenta valor ELOS maior do que dois.

Figura 69 - Histograma do fator ELOS para as câmaras produzidas



Fonte: Autoria própria

Os dados das câmaras podem ser vistos na Tabela 15 a seguir.

Tabela 15 – Banco de dados das câmaras produzidas

OBS	Câmara	Tipo	HW DIP (°)	Volume total (m ³)	Volume da diluição hangingwall (m ³)	Diluição 1 (%)	Diluição 2 (%)	Altura (m)	Largura (m)	Área HW (m ²)	ELOS (m)
	TS_N145_E0	P	30	5946,69	157,42	3%	3%	34	17	578,0	0,27
**	TS_N145_E1	S	33	1806,21	-	-	-	25	10	-	-
	TS_N145_W1	P	70	6489,1	635,62	11%	10%	27	19	513,0	1,24
**	TS_N145_W2	S	51	2458,8	-	-	-	25	9	-	-
*	TS_N145_W3	P	42	6701,33	1216,96	22%	18%	27	17	459,0	2,65
	TS_N145_WA	S	66	3105,7	669,56	27%	22%	27	11	297,0	2,25
**	TS_N157_E0	S	34	-	-	-	-	27	16	-	-
	TS_N157_E1	P	26	6657,11	263,17	4%	4%	26	17	442,0	0,60
***	TS_N157_E2	S	34	-	-	-	-	-	-	-	-
**	TS_N157_E3	P	38	9378,22	-	-	-	26	20	-	-
**	TS_N157_E4	S	45	-	-	-	-	26	17	-	-
**	TS_N157_EA	P	33	8197	-	-	-	27	18	-	-
	TS_N157_W1	P	74	4583,23	730,6	19%	16%	30	19	570,0	1,28
**	TS_N157_W2	S	61	2443,38	-	-	-	25	11	-	-
**	TS_N157_W3	P	48	8418,63	-	-	-	25	18	-	-
	TS_N157_WA	S	59	2434,09	95,35	4%	4%	26	10	260,0	0,37
	TS_N182_E1	P	25	18823,76	1929,72	11%	10%	32	17	544,0	3,55
**	TS_N182_E2	S	27	15138,27	-	-	-	26	17	-	-
	TS_N182_E3	P	36	18697,89	2408,39	15%	13%	34	23	782,0	3,08
	TS_N182_E4	S	41	8705	524,56	6%	6%	31	15	465,0	1,13
*	TS_N182_W2	P	56	17307	5211,16	43%	30%	28	21	588,0	8,86
**	TS_N182_W3	S	48	13196,61	-	-	-	26	19	-	-
**	TS_N182_W4	P	41	15128,55	-	-	-	26	18	-	-
	TS_N195_E1	S	25	9914,51	296,37	3%	3%	25	13	325,0	0,91
**	TS_N195_E2	P	49	11595,37	-	-	-	22	21	-	-
	TS_N195_E3	S	45	13066,35	320,03	3%	2%	25	20	500,0	0,64
*	TS_N195_E4	P	82	16013,55	1535,88	11%	10%	23	21	483,0	3,18
	TS_N195_W1	S	79	8539,39	1738,22	26%	20%	24	19	456,0	3,81
*	TS_N220_E1	P	51	19559,24	4816,14	33%	25%	27	21	567,0	8,49
	TS_N220_E2	S	78	16476,35	1005,46	6%	6%	28	21	588,0	1,71
	TS_N220_E3	P	87	11918,48	410,87	4%	3%	27	20	540,0	0,76
	TS_N220_W1	S	90	7439,37	484,42	7%	7%	27	20	540,0	0,90

* Diluição influenciada por desenvolvimento dos *drifts* dentro da zona de falha

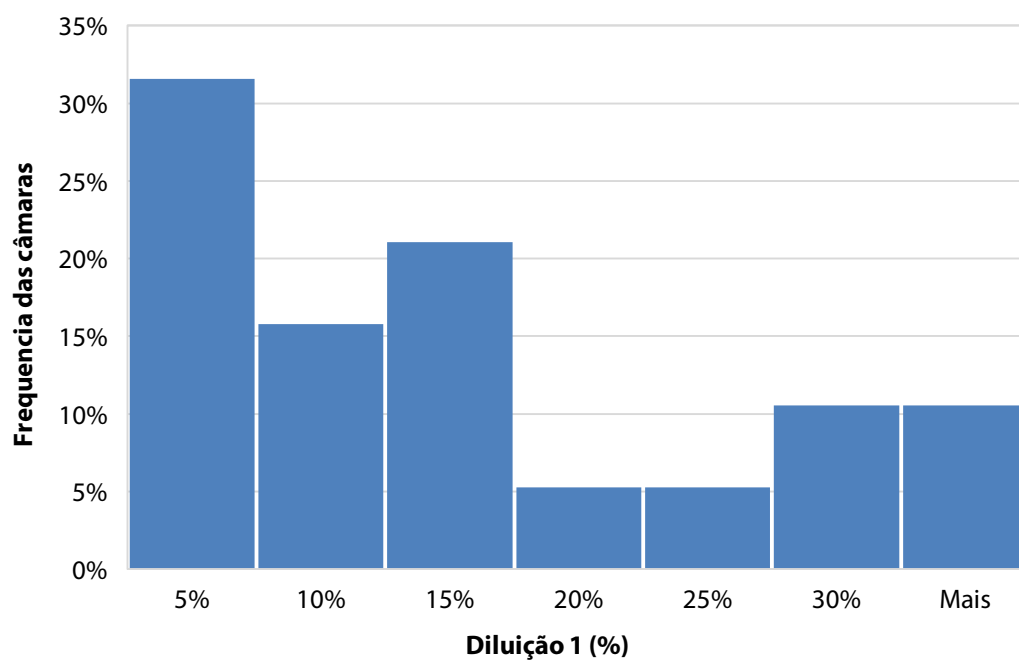
** Pilar longitudinal deixado entre a face da câmara e o *hangingwall*

*** Câmara não aberta

Fonte: Autoria própria

Já a Figura 70 apresenta o histograma para os valores calculados da diluição. Cerca de 50% dos casos apresenta diluição maior do que 15%.

Figura 70 - Histograma da diluição 1 calculada para as câmaras produzidas



Fonte: Autoria própria

Capítulo 5

5 MODELAGEM NUMÉRICA

Em todos os modelos numéricos produzidos foram utilizadas as mesmas propriedades dos materiais. Essas propriedades são baseadas naquelas obtidas dos ensaios de caracterização geomecânica realizados. A Tabela 16 a seguir resume as propriedades elásticas dos materiais e os critérios de ruptura considerados, para o caso onde no modelo também foi analisado o fator de segurança dos materiais.

Foram ainda consideradas propriedades para o CRF nos modelos. O CRF atua como um suporte passivo, ou seja, inicialmente ele não exerce nenhum tipo de influência no maciço. Porém, ele estará submetido a tensões quando houver deslocamento das paredes da escavação (convergência).

Tabela 16 – Resumo das propriedades dos materiais inseridas no software de modelagem numérica

Material	Propriedade elástica	Módulo de Young	Razão de Poisson	Tipo de material	Critério de Ruptura	Resistência a compressão	mb	s	a
Minério	Isotrópico	42 GPa	0.22	Elástico	GHB	100 MPa	1.5	0.02	0.5
HW	Isotrópico	22 GPa	0.23	Elástico	GHB	37 MPa	1.83	0.007	0.5
FW	Isotrópico	30 GPa	0.22	Elástico	GHB	100 MPa	2	0.01	0.5
H1	Isotrópico	3.8 GPa	0.27	Elástico	GHB	10.5 MPa	0.12	0.001	0.51
F1	Isotrópico	7.7 GPa	0.26	Elástico	GHB	50 MPa	1.36	0.002	0.51
CRF	Isotrópico	20 GPa	0.3	Elástico	-	-	-	-	-

Da mesma forma as considerações das tensões *in situ* foi a mesma, sendo a tensão vertical (σ_3) gravitacional, variando com a profundidade segundo o valor de 0.027 MPa/m, e as tensões horizontais (σ_1) igual a 1,5 vezes a tensão vertical e a tensão intermediária horizontal (σ_2) igual a 1,2 vezes a tensão vertical.

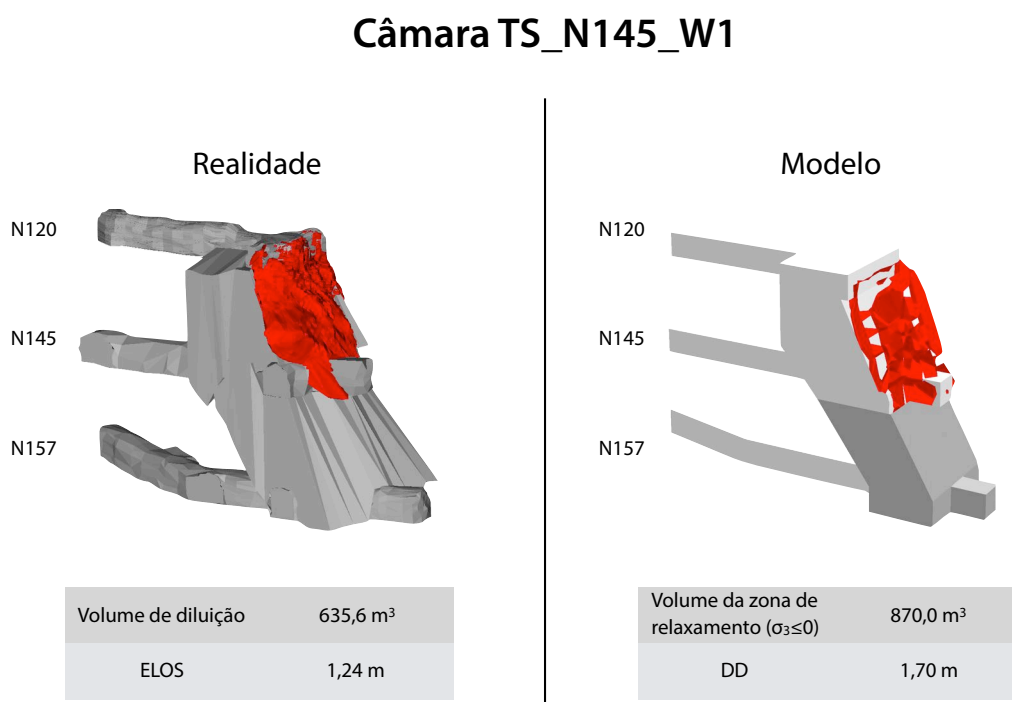
A tensão principal (σ_1) está contida no plano horizontal (norte-sul *trend* 15°), perpendicular ao plano da mineralização. Já a tensão principal intermediária também está contida no plano horizontal, porém paralela ao plano da mineralização (Leste-Oeste).

5.1 CALIBRAÇÃO DOS MODELOS NUMÉRICOS

Os modelos numéricos foram calibrados segundo a metodologia proposta anteriormente. Para tanto, a partir dos dados de CMS de 5 câmaras primárias selecionadas, a diluição foi quantificada pelo método ELOS, sendo esses valores então relacionados com os valores de densidade de diluição (DD), obtidos a partir dos modelos numéricos.

Como exemplo, a Figura 71 a seguir mostra o levantamento por CMS de uma das 5 câmaras primárias utilizadas na calibração, além do resultado da simulação do modelo numérico para esta mesma câmara, onde então é possível visualizar a zona onde a tensão σ_3 é menor ou igual a zero MPa e fazer a comparação entre os valores ELOS e DD. A câmara é a TS_N145_W1 localizada entre os níveis N120 e N145 com *hangingwall* de 70° de inclinação.

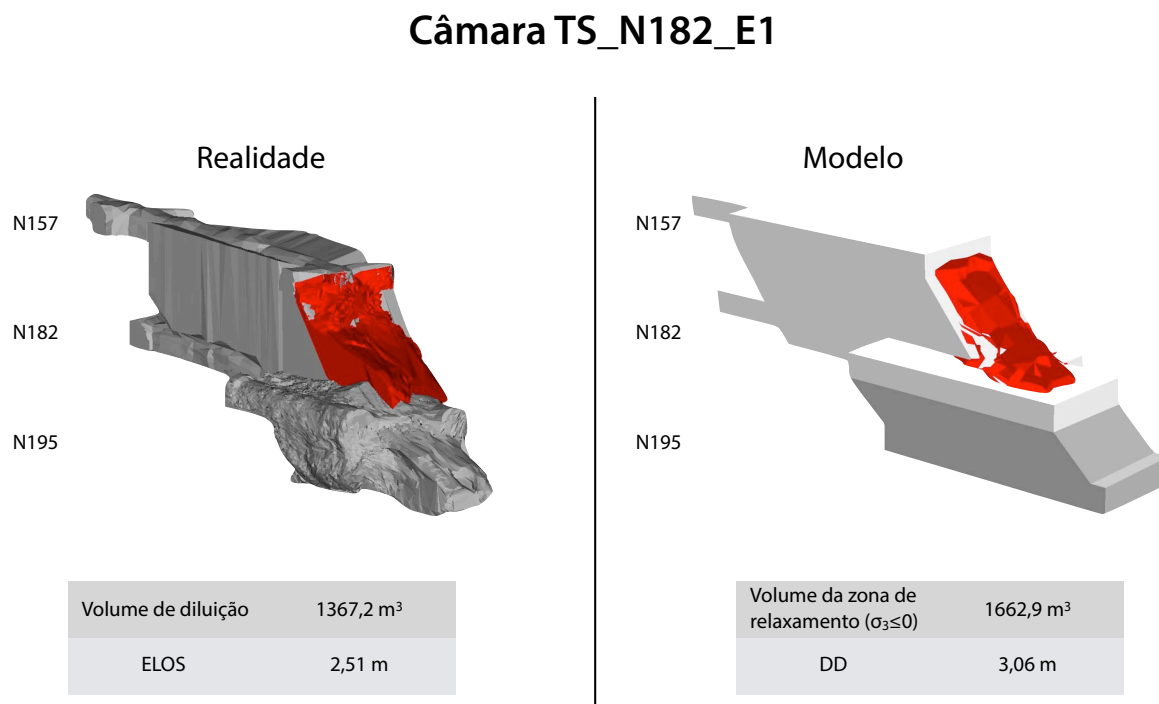
Figura 71 – Exemplo da câmara primária TS_N145_W1 utilizada para calibração dos modelos numéricos. Na figura é possível comparar as informações reais com as produzidas a partir do modelo numérico



Fonte: Autoria própria

Outro exemplo, na Figura 72 a seguir, mostra a análise para a câmara TS_N182_E1 localizada entre os níveis N157 e N1182 com *hangingwall* de 25° de inclinação.

Figura 72 - Exemplo da câmara primária TS_N182_E1 utilizada para calibração dos modelos numéricos. Na figura é possível comparar as informações reais com as produzidas a partir do modelo numérico

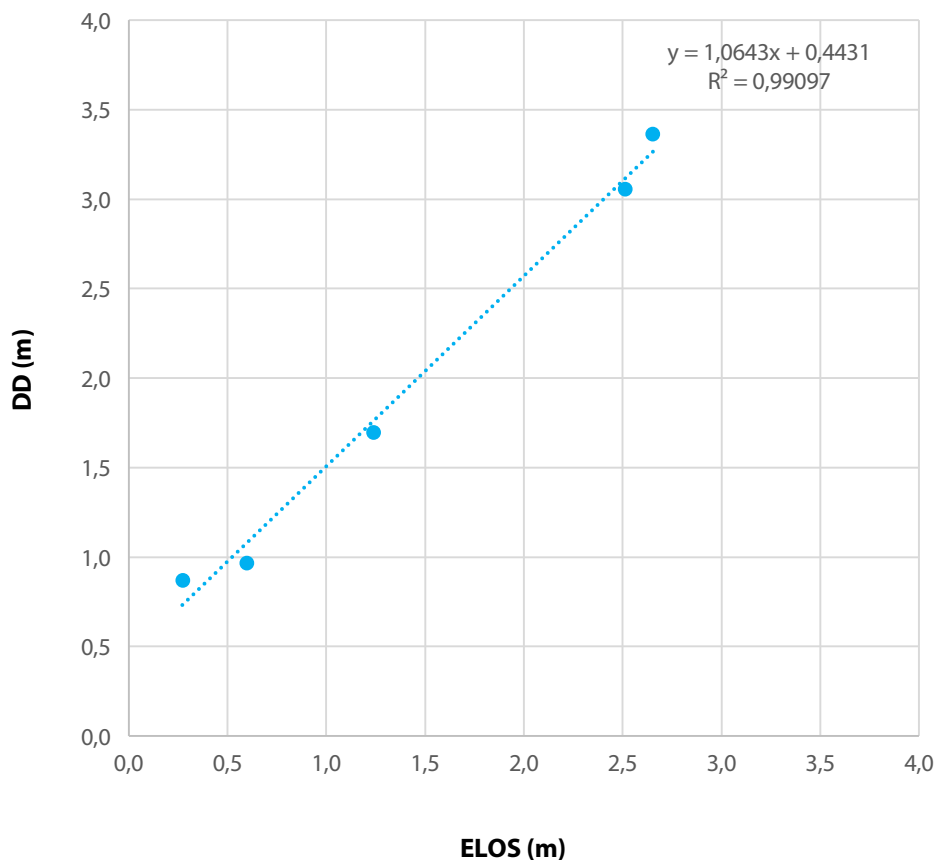


Fonte: Autoria própria

Após a realização dos modelos de calibração para as cinco câmaras primárias, foram calculados os valores de DD, para isso, se mediram os volumes da zona de relaxamento ($\sigma_3 \leq 0$) em cada cenário e se dividiu esse valor pela área do *hangingwall* correspondente.

Os valores foram então plotados em um gráfico de dispersão, onde o eixo X representa os valores reais de diluição, quantificados pelo parâmetro ELOS, e o eixo Y representa os valores de diluição estimados pelo cálculo do DD (Figura 73). Uma curva de regressão linear foi utilizada para demonstrar a relação matemática dos dados reais *versus* os dados estimados. O coeficiente de correlação dos dados (R^2) próximo a um mostra que existe uma ótima correlação dos dados. O ângulo da reta é de 46,8° o que indica uma leve tendência em se sobrestimar as diluições mais altas. Além disso, o termo independente mostra que todos os dados de DD estão levemente sobre-estimados em 0,44 m ao se comparar com os dados reais de diluição.

Figura 73 - Gráfico de dispersão dos valores DD plotados contra o valor ELOS, para as cinco câmaras primárias escolhidas



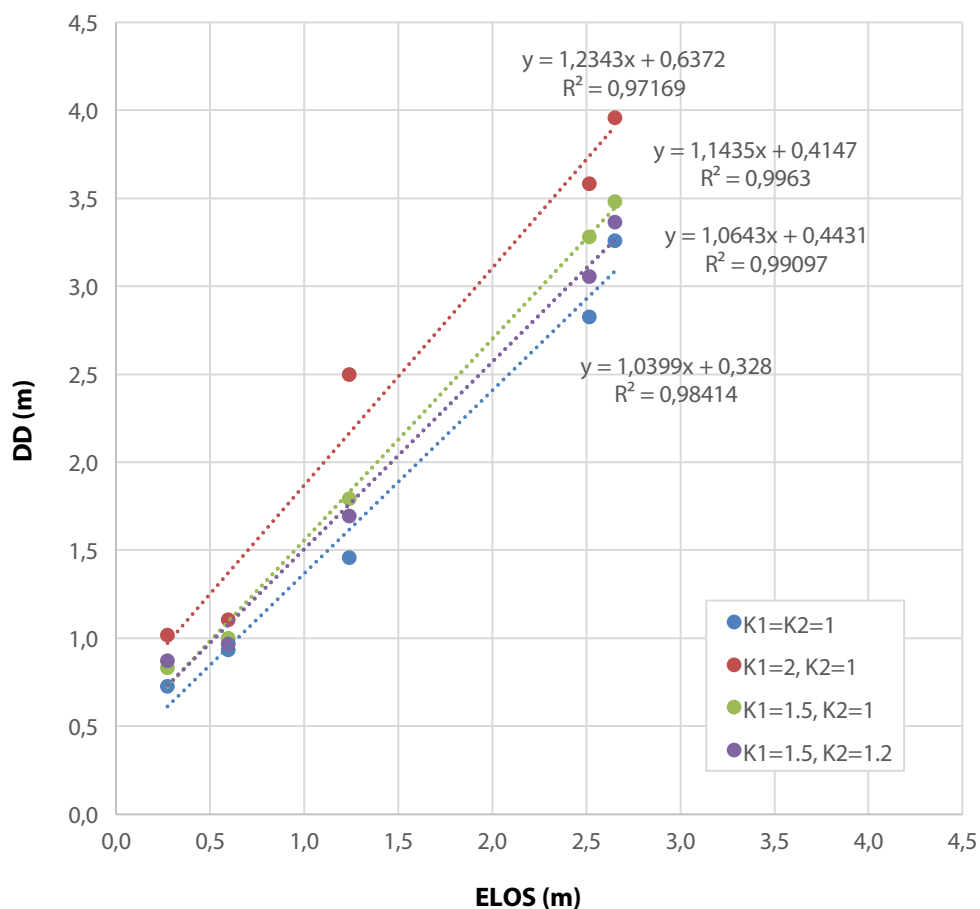
Fonte: Autoria própria

Também foram realizados modelos numéricos com diferentes valores de k_1 e k_2 de maneira a verificar sua influência no resultado do modelo, já que estes parâmetros foram definidos sem a utilização de dados reais de medidas de tensões *in situ*.

Os modelos numéricos para a condição isotrópica de k_1 igual a k_2 e iguais a 1, tiveram menor tendência em superestimar os valores de diluição em comparação com os outros valores de k_1 e k_2 . Porém uma condição isotrópica de tensões não reflete a realidade do problema, portanto se manteve a consideração inicial de k_1 igual a 1.5 e k_2 igual a 1.2. Uma justificativa para a tendência em superestimar a diluição nos modelos numéricos pode se dar pelo fato de que a zona de relaxamento define o volume de rocha passível de ocorrer diluição, porém a utilização de elementos de suporte como *cabebolts* evita o desprendimento de rochas no *hangingwall* da câmara durante a lavra. Portanto o dado de levantamento via CMS não reflete completamente a zona de relaxamento. Os pontos levantados pelo CMS podem mostrar elementos do maciço que sofreram rupturas, mas que

ainda não foram removidos pois a utilização dos cabos forma um arco que mantêm esses elementos no lugar, fornecendo um volume inferior de zona diluição em comparação com o volume obtido pelos modelos numéricos. A Figura 74 a seguir mostra o gráfico com diferentes valores de k_1 e k_2 testados.

Figura 74 - Gráfico de dispersão dos valores DD plotados contra o valor ELOS, para as cinco câmaras primárias escolhidas, variando-se os valores de k_1 e k_2



Fonte: Autoria própria

5.2 ESTADO DE TENSÕES DAS CÂMARAS ANTES E APÓS A EXTRAÇÃO

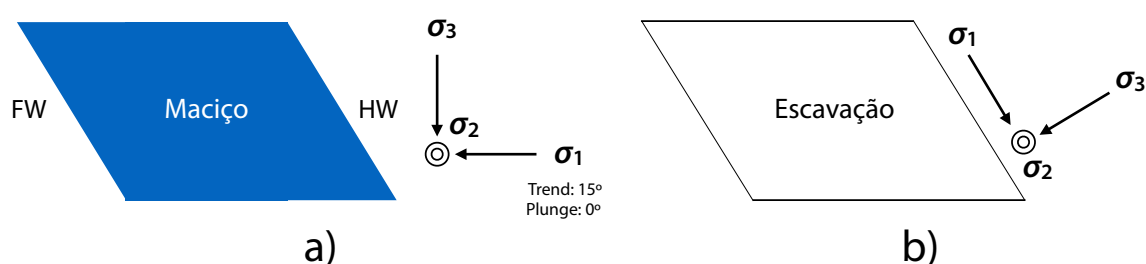
Depois da extração, o *hangingwall* da câmara entra em um estado de baixa tensão ou relaxamento. A extensão dessa zona de relaxamento é influenciada pelo estado tensional anterior a extração.

De acordo com as considerações de projeto, as tensões *in situ* do depósito estão orientadas de maneira que a tensão menor principal (σ_3) é vertical, a tensão principal maior

(σ_1) é horizontal (Norte-Sul e perpendicular ao corpo mineralizado) e a tensão principal intermediária (σ_2) é Leste-Oeste (paralela ao *strike* do depósito).

Na medida que ocorre a abertura da câmara transversal, também ocorre uma redistribuição de tensões, de maneira que a tensão principal maior (σ_1) e a tensão principal intermediária (σ_2) passam a ser paralelas a face do *hangingwall*. Já a tensão principal menor (σ_3) passa a ser perpendicular a face do *hangingwall* (Figura 75) (Kaiser et al., 2001).

Figura 75 - Orientação das tensões principais: a) Condição *in situ*; b) Após a escavação



Fonte: Modificado de Kaiser et al. (2001)

Porém, a situação tensional de cada câmara após sua abertura é influenciada pelas tensões induzidas das outras escavações, além da geometria da câmara e localização dela relativa a outras câmaras adjacentes que já foram mineradas.

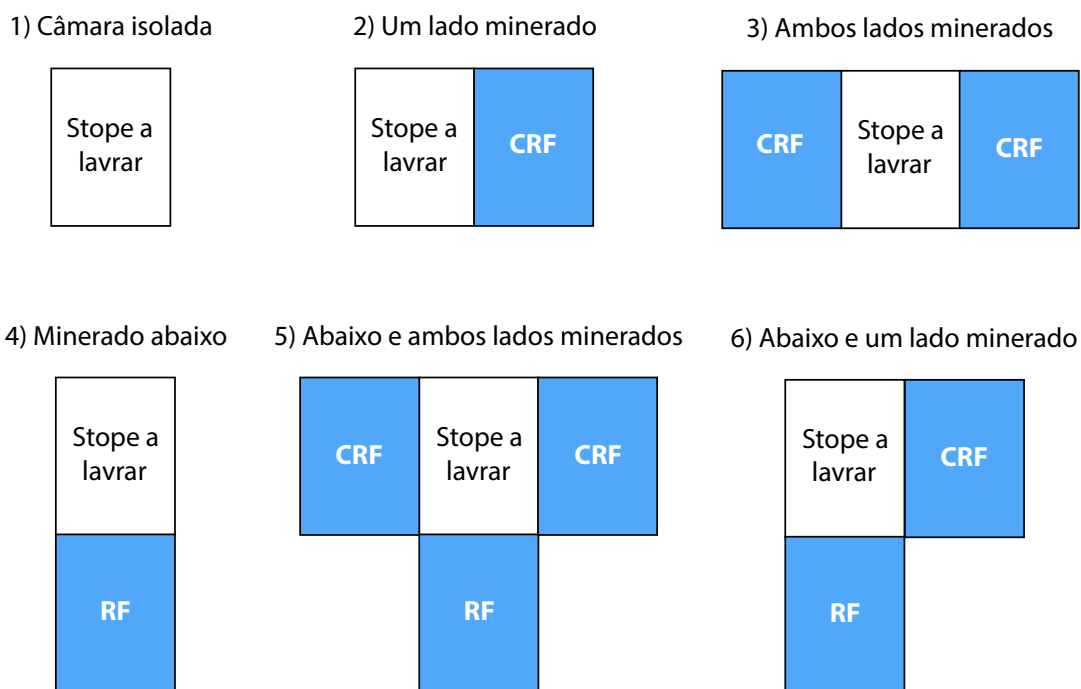
Assim, diferentes localizações de câmaras e diferentes sequências de lavra produzem diferentes tensões induzidas nas paredes do *hangingwall*. Foram então definidas 6 categorias para classificação das câmaras analisadas segundo sua localização, como pode ser visto na Tabela 17 a seguir.

Tabela 17 – Classificação da localização das câmaras em categorias

Categoria	Localização da câmara
1	Câmara isolada
2	Um lado minerado
3	Ambos lados minerados
4	Minerado abaixo
5	Abaixo e ambos os lados minerados
6	Abaixo e um lado minerado

A Figura 76 abaixo mostra a categoria definida para uma câmara segundo sua localização no momento da extração.

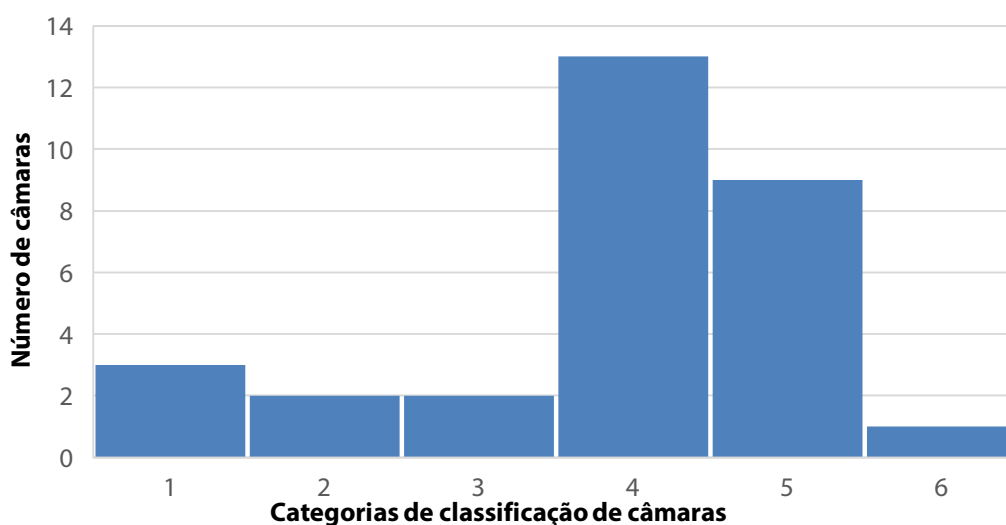
Figura 76 – Desenho das câmaras segundo sua classificação em categorias



Fonte: Autoria própria

A classificação do banco de dados mostrou que as categorias 4 e 5 foram as mais comuns, representado aproximadamente 73% de todos os casos. A Figura 77 mostra a distribuição dos dados classificados.

Figura 77 – Histograma da classificação da localização das câmaras



Fonte: Autoria própria

Modelos numéricos de três dimensões, utilizando-se o software *RS₃*, foram produzidos de maneira a simular o efeito das tensões induzidas em uma câmara prestes a ser lavrada e que esteja sofrendo influência pela extração anterior de câmaras adjacentes. Dessa forma, foram produzidos 6 modelos numéricos distintos simulando cada uma das categorias de classificação consideradas. A quantificação da diluição se deu através da metodologia do cálculo da densidade de diluição (DD) anteriormente apresentada.

Cabe salientar que para a modelagem numérica dos 6 casos, foram inseridos vários estágios para criação do modelo. Resumidamente o estágio inicial do modelo apresenta o maciço *in situ* sem escavações, já o segundo estágio apresenta a escavação da câmara inferior (se presente). O terceiro estágio apresenta o enchimento dessa câmara inferior com URF, já o quarto estágio realiza a escavação das câmaras adjacentes a câmara planejada (se existirem câmaras adjacentes presentes). O quinto estágio por sua vez também considera o preenchimento destas câmaras adjacentes com CRF, sendo então realizado no 6º estágio do modelo a escavação da câmara planejada que está sendo analisada.

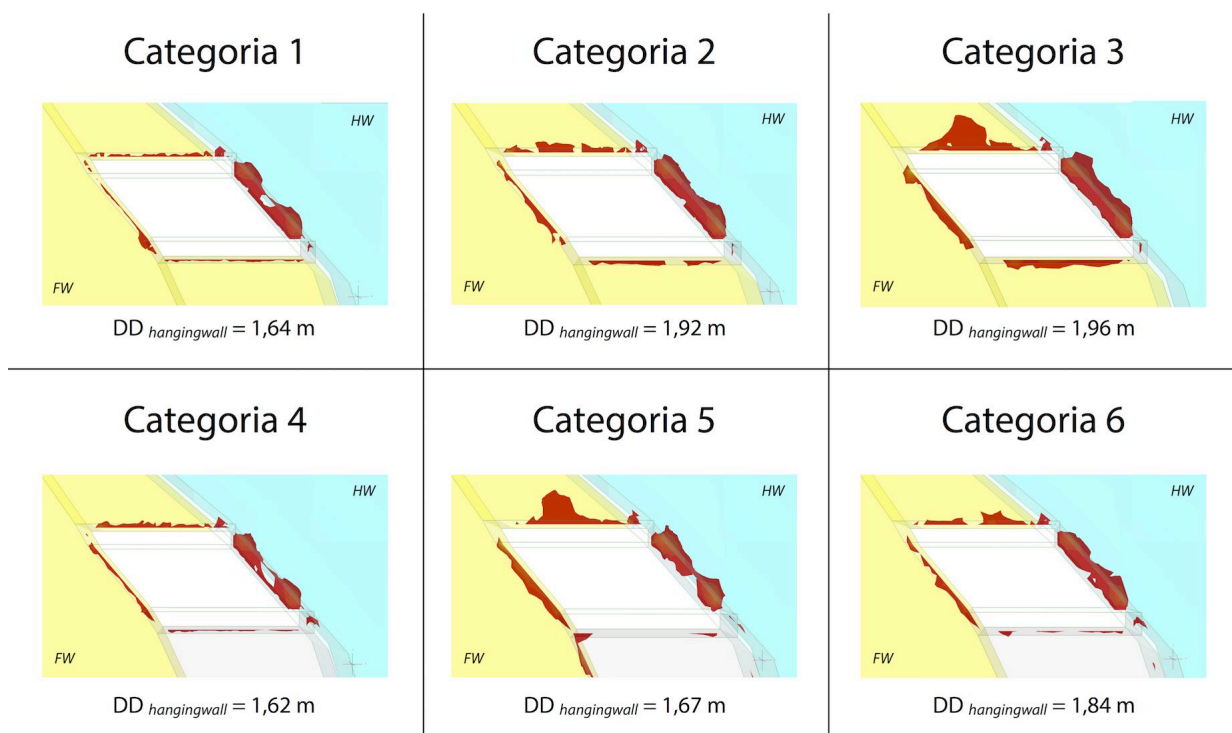
O resultado da isosuperfície de tensão principal menor (σ_3) em cada um dos 6 casos é verificado na Figura 78 a seguir. Pode se perceber que as categorias 1 e 4 apresentaram menor zona de relaxamento ou desconfinamento no *hangingwall* ($\sigma_3 \leq 0$), sugerindo que estas categorias de câmaras apresentam menor suscetibilidade a diluição devido as tensões induzidas no *hangingwall* por influência de câmaras adjacentes.

Fisicamente, os *stopes* primários e secundários estão sujeitos a uma configuração diferente de tensões induzidas. Os *stopes* primários, por definição, estão isolados de outros *stopes* adjacentes que já tenham sido extraídos, por um maciço de rocha dos pilares laterais. Esses pilares laterais são justamente os *stopes* secundários, que serão extraídos em um estágio posterior da sequência de mina. Se verifica que os valores de DD para *stopes* secundários são ligeiramente maiores do que os valores para *stopes* primários.

Estando as câmaras primárias isoladas, o maciço do *hangingwall* ainda não foi pré-condicionado por relaxamento de tensões ou sofreu qualquer dano por tensões induzidas de uma escavação anterior. Uma exceção ocorre quando as galerias desenvolvidas, de *undercut* e *overcut*, causam uma sobre-escavação do *hangingwall* produzindo um relaxamento de tensões (isso também será analisado mais adiante).

Já nos *stopes* secundários, o maciço do *hangingwall* está em um elevado estado de relaxamento devido a anterior extração de *stopes* em um dos lados, ou em ambos, e abaixo.

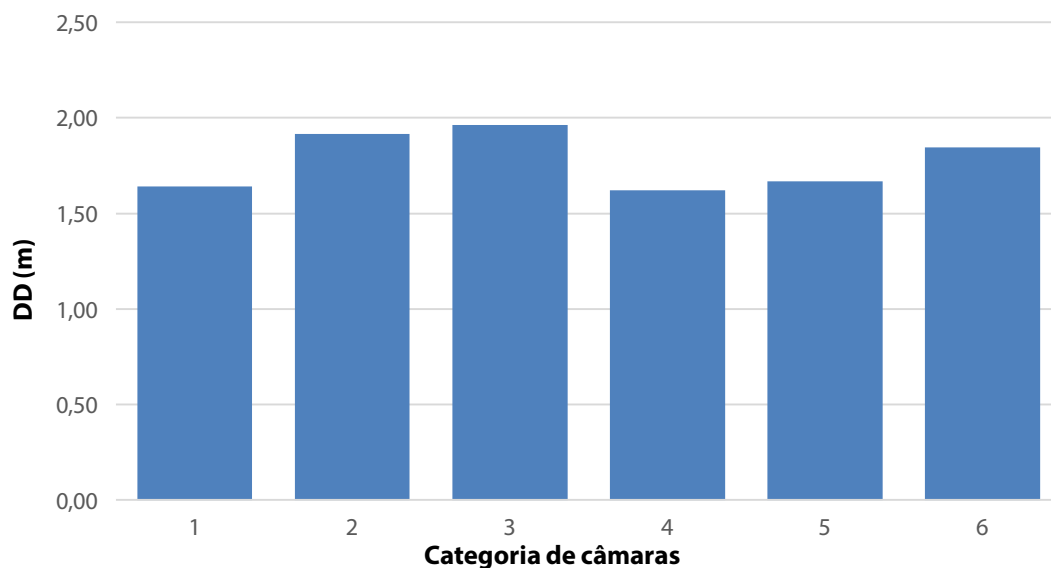
Figura 78 - Resultado da isosuperfície de tensão principal menor ($\sigma_3 \leq 0$) para cada uma das 6 categorias e o respectivo valor de densidade de diluição para o *hangingwall*.



Fonte: Autoria própria

O gráfico de barras dos valores de DD para cada uma das categorias pode ser visto na Figura 79 a seguir.

Figura 79 – Gráfico de barras dos valores de DD para cada uma das categorias modeladas.



Fonte: Autoria própria

5.3 INFLUÊNCIA DO TEMPO DE EXPOSIÇÃO DAS CÂMARAS NA DILUIÇÃO

O tempo de exposição de câmaras é definido como o número de dias entre o primeiro desmonte e o dia do levantamento topográfico com escâner, que geralmente é realizado no final da extração completa do minério desmontado.

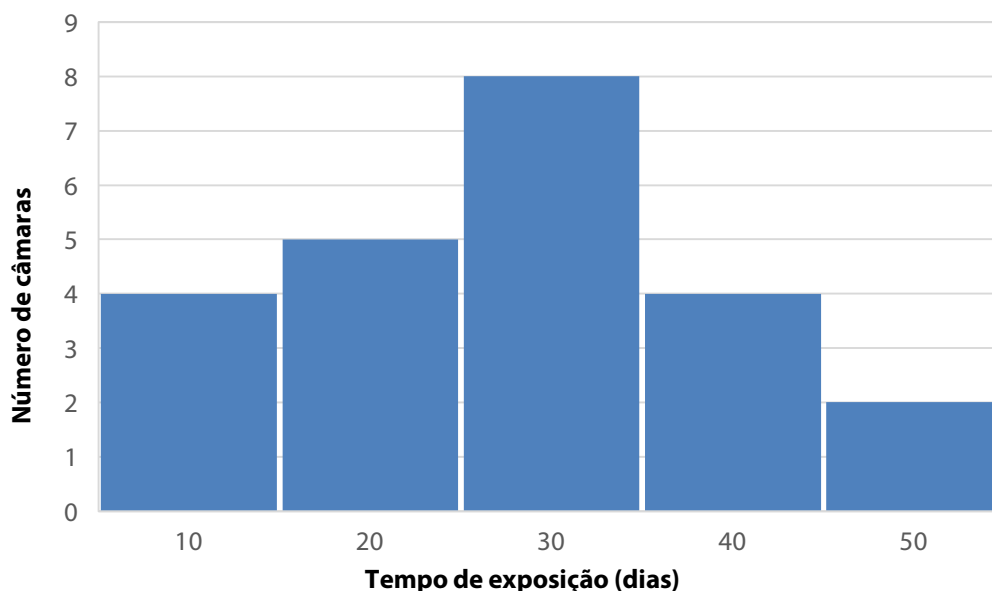
Para os *stopes* incluídos no banco de dados desse estudo, o tempo de exposição varia de no mínimo 3 dias para até 43 dias. Dentre o total, 74% possuem entre 20 e 40 dias de tempo de exposição.

Após a abertura da face livre inicial de um *stope*, sucessivos desmontes são realizados de maneira a prover material fragmentado segundo a taxa de produção desejada. Os desmontes naturalmente produzem vibração, que somadas ao relaxamento de tensões já existente e a uma contínua percolação de água por meio das estruturas geológicas, levam a uma propagação de novas fraturas, abertura de juntas pré-existentes além da diminuição do atrito entre elas.

Todas essas alterações, com o tempo, levam a uma diminuição nas propriedades de resistência do maciço rochoso do *hangingwall*. Nos modelos numéricos elásticos essas reduções nas propriedades do maciço podem ser atribuídas indiretamente como uma diminuição no valor do *GSI* considerado em um determinado estágio do modelo. Dessa forma as propriedades da rocha, pelo critério de Hoek-Brown generalizado, são recalculadas

utilizando-se o novo valor do *GSI* considerado para o estágio. A Figura 80 mostra o histograma com a distribuição dos tempos de exposição encontrados.

Figura 80 - Histograma do tempo de exposição das câmaras analisadas

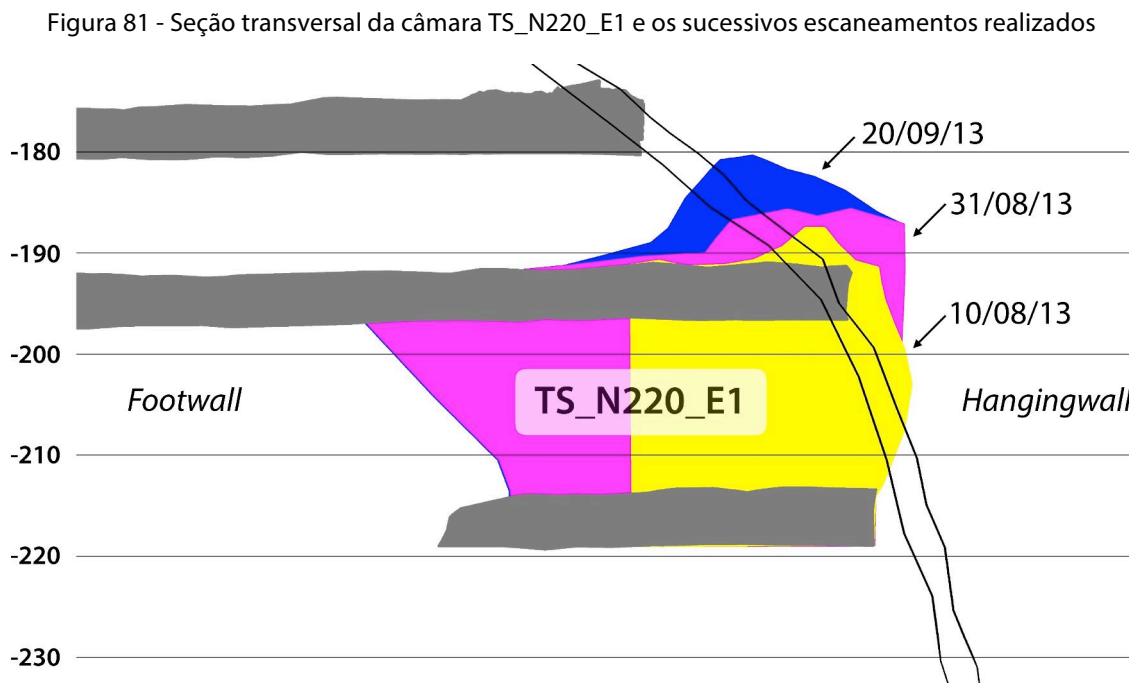


Fonte: Autoria própria

Como tentativa de simular numericamente a influência do fator tempo no aumento da diluição das câmaras, foi selecionado o *stope* TS_N220_E1 devido o seu tempo elevado de exposição. O tempo de exposição deste *stope* foi de 42 dias, sendo o primeiro desmonte realizado no dia 17/07/13 e a finalização da extração no dia 28/08/13. Após o início da lavra, ocorreu um replanejamento na sequência de produção da mina onde então a lavra desta câmara foi temporariamente paralisada em virtude da necessidade de teores mais altos, provenientes de outro setor da mina. Portanto a lavra foi sendo retomada no dia 10/08/13, sendo então finalizada 18 dias depois. A taxa de produção desta câmara foi de aproximadamente 1.200 t/dia, valor abaixo da média de 1.500 t/dia de outras câmaras.

Foram realizados três escaneamentos desde sua abertura até sua finalização. A Figura 81 a seguir mostra a sequência dos escaneamentos realizados e a diluição no *hangingwall*. Em amarelo o primeiro escaneamento realizado após sua abertura (10/08/13), em magenta o segundo escaneamento realizado (31/08/13), logo após a finalização da extração. Já em azul está o escaneamento realizado cerca de um mês após a finalização da

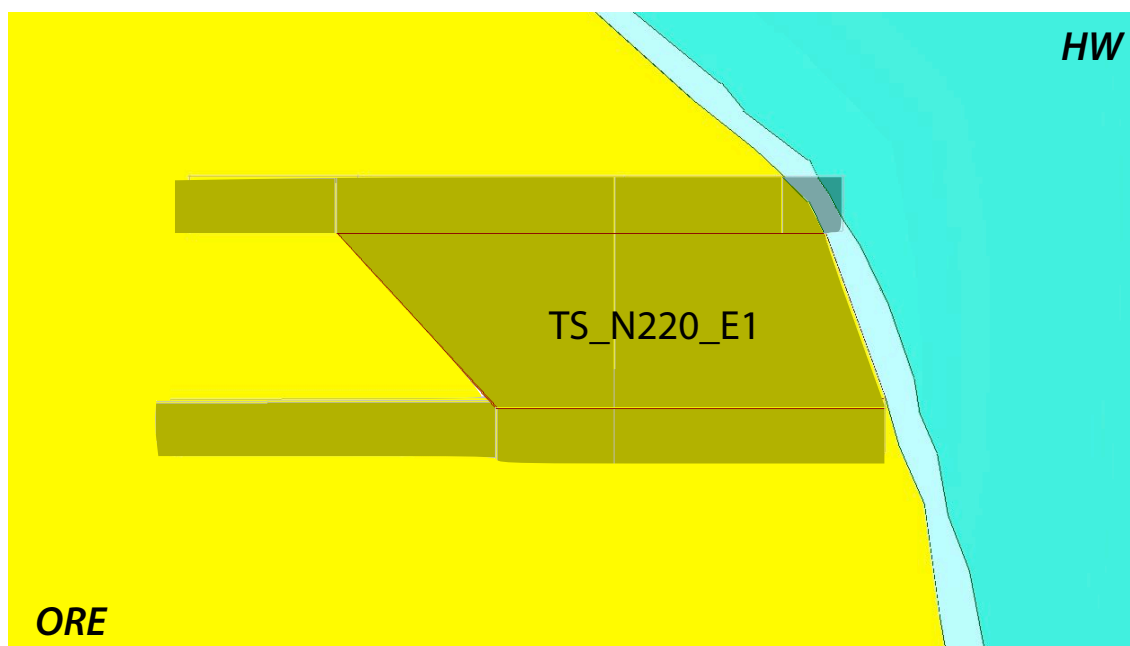
extração (20/09/13). Pode se perceber um progressivo avanço da diluição no *hangingwall* após a retomada da lavra e o elevado tempo de exposição.



No modelo produzido para esta câmara foram considerados quatro estágios. O primeiro estágio retrata a situação inicial (*in situ*) do maciço rochoso, ou seja, antes da escavação das galerias de desenvolvimento e do *stope* Figura 82.

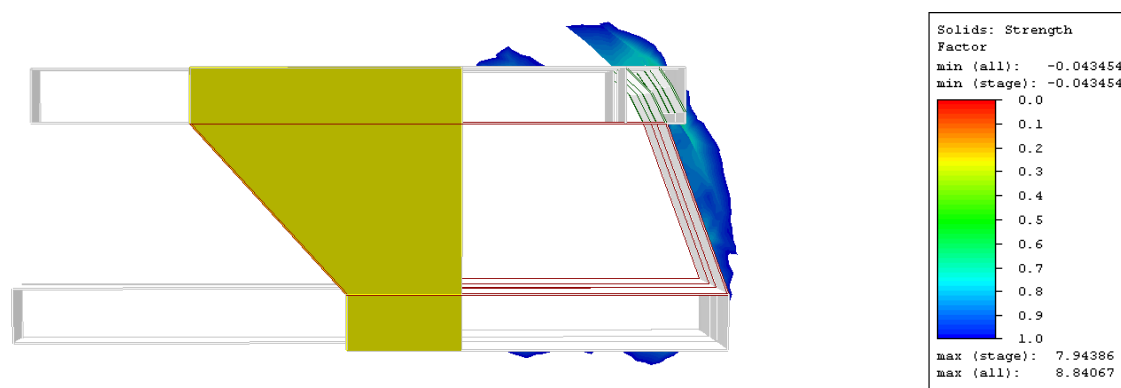
Já no segundo estágio é retratado o início da lavra, após a escavação do *stope*. Nesse estágio, uma porção do *hangingwall* está submetida a tensões que ultrapassam a resistência do maciço rochoso, onde então é esperado que ocorra diluição. O volume dessa zona no segundo estágio foi de 3.925 m³. Na Figura 83, a seguir, pode se visualizar a zona com fator de segurança abaixo de um.

Figura 82 – Seção mostrando a geometria do *stope* desenhada no software de modelagem numérica no primeiro estágio



Fonte: Autoria própria

Figura 83 - Seção do resultado do modelo numérico para o segundo estágio com a zona onde o fator de segurança é menor do que um



Fonte: Autoria própria

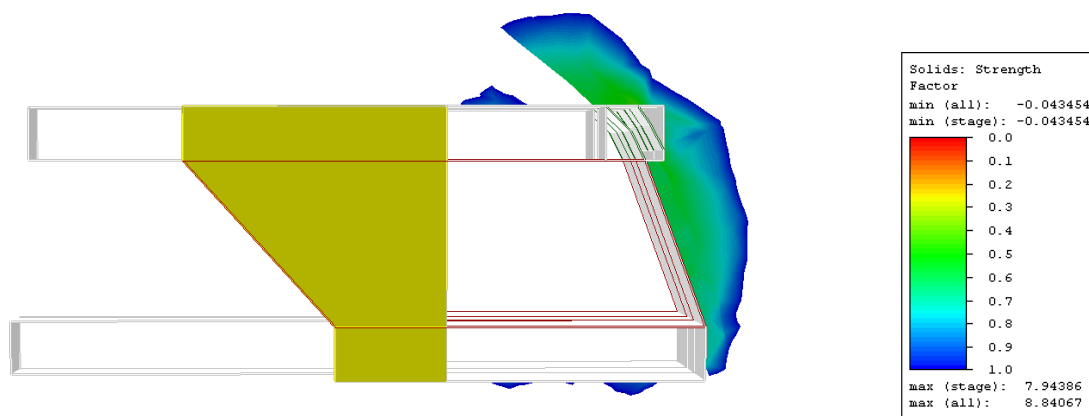
Por sua vez, o terceiro estágio simula o fator tempo por meio da redução nas propriedades do maciço do *hangingwall* com a redução do índice *GSI* da rocha de 55 para 30 pontos. Os valores das propriedades utilizadas para o *hangingwall* no estágio inicial e após a redução do *GSI* podem ser vistos na Tabela 18 a seguir.

Tabela 18 – Valores adotados para as propriedades do *hangingwall* nos dois estágios considerados para o modelo

Propriedades do <i>hangingwall</i>	Estágio inicial	Segundo estágio (redução do GSI)
GSI	55	30
Módulo de Young (GPa)	22	22
Razão de Poisson	0.23	0.23
Resistência a Compressão (MPa)	37	18.5
m_b	1.83	0.82
s	0.007	0.000042
a	0.5	0.5

Conforme esperado com a simulação do fator tempo, a partir da alteração das propriedades do maciço, ocorreu aumento da zona onde o fator de segurança é menor do que um. O volume da zona no terceiro estágio foi de 7.589 m³, ou seja, um aumento de quase duas vezes entre um estágio e outro. A Figura 84 a seguir mostra o terceiro estágio e a respectiva zona representada.

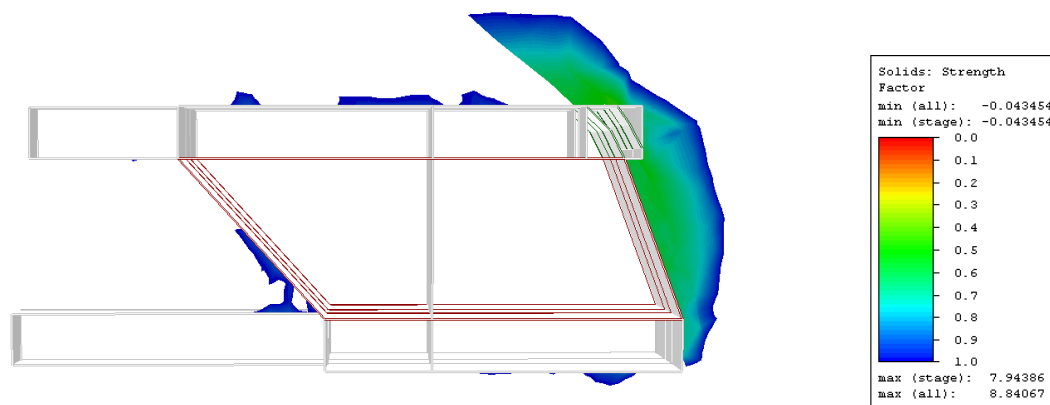
Figura 84 – Seção do resultado do modelo numérico para o terceiro estágio com a zona onde o fator de segurança é menor do que um, após redução nas propriedades do maciço do *hangingwall*



Fonte: Autoria própria

Já o quarto estágio representa a retomada da lavra até sua finalização, mas sem considerar novas reduções da resistência do maciço do *hangingwall*. Porém, com o avanço da lavra, ocorre uma redistribuição de tensões que aumenta levemente a zona com fator de segurança menor do que um para 7.693 m³. A Figura 85 a seguir mostra o resultado do modelo numérico para o quarto estágio.

Figura 85 - Seção do resultado do modelo numérico para o quarto estágio com a zona onde o fator de segurança é menor do que um, após a retomada da lavra até sua finalização

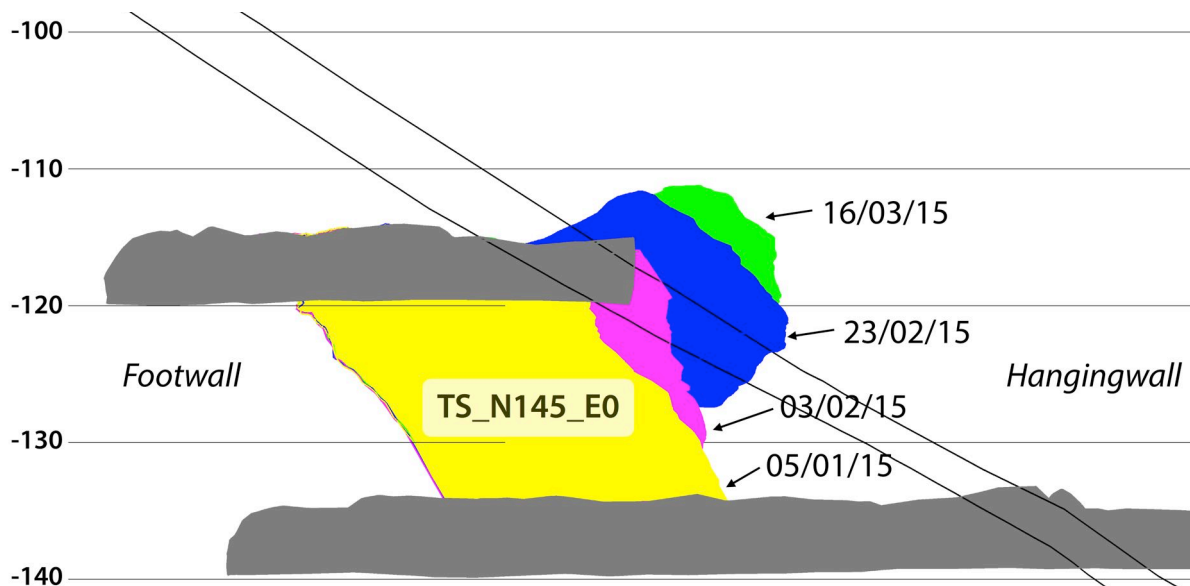


Fonte: Autoria própria

Outro exemplo da influência do fator tempo na sobre escavação do *hangingwall* pode ser observado no caso da câmara primária TS_N145_E0, localizada entre os níveis -120 e -145. Neste caso, porém, a sobre escavação teve início após a finalização da lavra. A câmara em questão teve 16.530 t de minério extraídas no intervalo de 10 dias, entre 26/12/14 e 05/01/15 e a diluição medida foi de 3% e o fator ELOS de 0,27 m. Devido a um problema operacional na utilização da planta misturadora de cimento, houve atraso no início do ciclo de enchimento cimentado (CRF). Portanto, o enchimento só foi iniciado no dia 29/03/15, cerca de 3 meses após a finalização da lavra.

Durante este período a câmara permaneceu aberta, onde então foram realizados uma série de escaneamentos para verificar a estabilidade do *hangingwall*. A Figura 86 a seguir mostra os quatro escaneamentos realizados nesta câmara desde a finalização da lavra até próximo da data de início do enchimento. O escaneamento realizado no momento de finalização da lavra pode ser visto representado em amarelo na figura. Já em cor magenta está representado o escaneamento do dia 03/02/15, cerca de um mês após finalização da extração. Em azul está representado o escaneamento do dia 23/02/15, um mês e meio após a finalização da câmara. Já em verde está o escaneamento do dia 16/03/15, cerca de 2 meses após finalizada a extração. Nesta série de escaneamentos pode se verificar facilmente a propagação contínua da sobre escavação no *hangingwall* (início de um processo de *caving*).

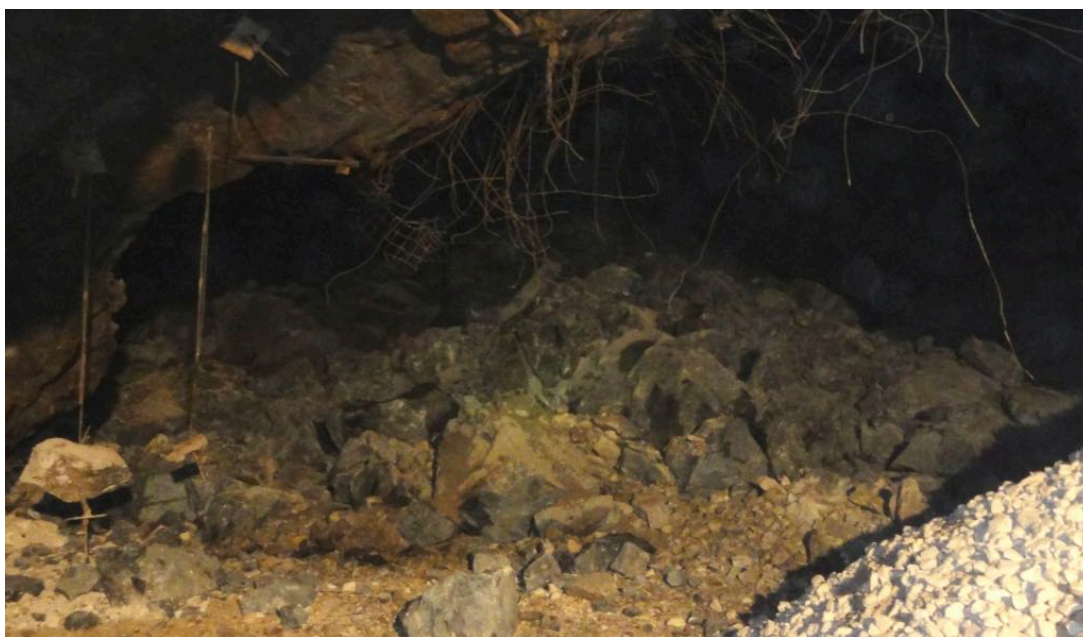
Figura 86 – Vista em seção dos escaneamentos realizados na câmara TS_N145_E0 após a finalização da lavra, onde se observa o progressivo aumento da sobre escavação no *hangingwall*



Fonte: Autoria própria

No dia 22/04/15, já após a finalização do enchimento com CRF, foi tirada uma foto da câmara TS_N145_E0 onde se observa acumulação de material proveniente do *hangingwall* (Figura 87).

Figura 87 - Foto do material proveniente do *hangingwall* da câmara TS_N145_E0, no dia 22/04/15



Fonte: Autoria própria

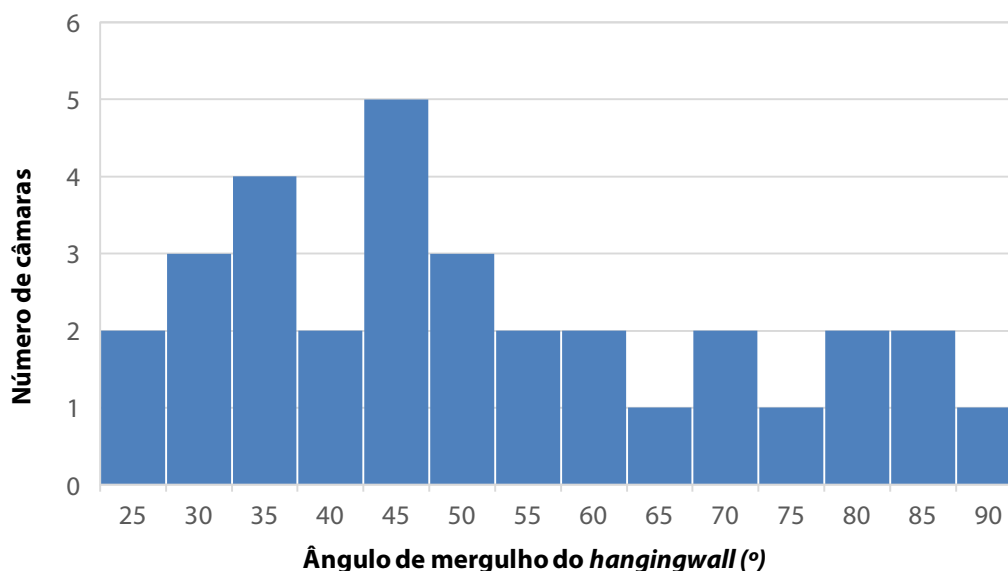
O mecanismo presente e atuante na sobre escavação do *hangingwall* desta câmara, com respeito ao tempo, pode ser caracterizado da mesma forma que no caso anterior analisado (câmara TS_N220_E1). A partir do contínuo fluxo de água por meio das fraturas e juntas, além de vibrações causadas pelo desmonte de câmaras adjacentes, ocorre uma propagação de fraturas já existentes e de novas fraturas, diminuição de atrito e consequente diminuição das propriedades de resistência do maciço.

5.4 INFLUÊNCIA DO ÂNGULO DE MERGULHO DO *HANGINGWALL*

Henning e Mitri (2007) perceberam que em um *hangingwall* com ângulo de mergulho muito alto o distúrbio ocasionado por baixas tensões σ_3 pode permitir o alívio de uma cunha instável. Além disso, com um mergulho do *hangingwall* mais baixo, a diluição tem a tendência de aumentar, sob o efeito da gravidade.

Na Figura 88 abaixo pode se verificar a distribuição do ângulo do *hangingwall* nas câmaras produzidas. O ângulo de inclinação do *hangingwall* varia entre 25° e 90°.

Figura 88 - Histograma do ângulo de mergulho do *hangingwall*

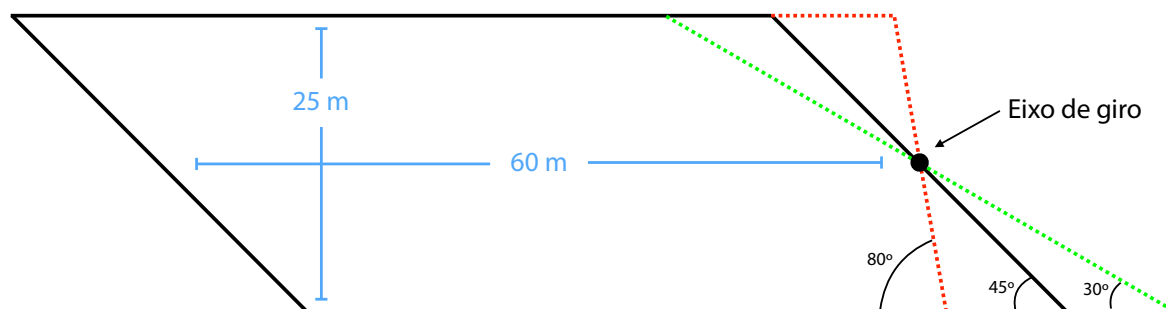


Fonte: Autoria própria

Para análise da influência do ângulo do *hangingwall* na diluição, três modelos numéricos foram produzidos cada um com um ângulo de *hangingwall*: 30°, 45° e 80°. O critério de análise de tensão considerado para o *hangingwall* é o de $\sigma_3 \leq 0$ MPa. A altura da câmara é de 25 m por 60 m de comprimento com galerias de *undercut* e *overcut*. A Figura 89

a seguir mostra a geometria da câmara analisada e a variação do ângulo do *hangingwall*. O objetivo principal foi o de manter o mesmo volume da câmara analisada em cada um dos três casos, para isso foi alterado a inclinação do *hangingwall* no mesmo eixo de giro.

Figura 89 - Geometria da câmara analisada e a variação do ângulo do *hangingwall* mantendo-se o mesmo volume para os três casos.



Fonte: Autoria própria

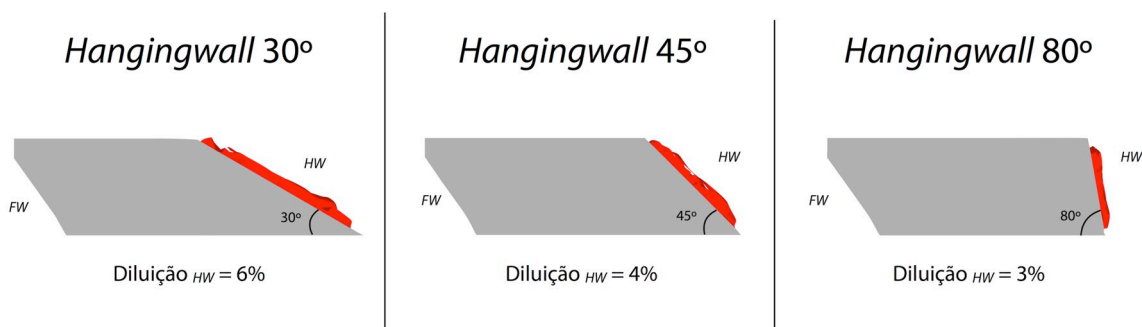
Os resultados obtidos para os três modelos numéricos podem ser visualizados na Tabela 19 e na Figura 90 a seguir. Devido os modelos representarem uma mesma câmara, com altura, largura e volume iguais, pode se realizar uma comparação direta por meio da porcentagem de diluição, isto é, o volume de relaxamento obtido dividido pelo volume total da câmara.

Quanto menor o ângulo de *hangingwall* maior é a área de superfície exposta ao *hangingwall*. Consequentemente, maior será o volume da zona de relaxamento presente e no caso de compararmos uma câmara com mesmas dimensões e volume, maior será a diluição existente.

Tabela 19 – Resultados obtidos para os três modelos com diferentes ângulos de *hangingwall*.

Ângulo do <i>hangingwall</i> (°)	Volume de relaxamento (m ³)	Área exposta do HW (m ²)	Volume da câmara (m ³)	Diluição (%)
30°	1.914	1.000	31.423	6%
45°	1.142	707	31.423	4%
80°	909	508	31.423	3%

Figura 90 - Resultados obtidos para a zona de relaxamento ($\sigma_3 \leq 0$), em vermelho, para os três modelos numéricos mantendo o mesmo volume da câmara nos três casos.



Fonte: Autoria própria

A Figura 91 a seguir mostra exemplo de uma das câmaras extraídas em que o ângulo do *hangingwall* era subvertical e praticamente não houve diluição no *hangingwall*.

Figura 91 - Foto durante extração de uma das câmaras com ângulo do *hangingwall* subvertical, observa-se a LHD em operação por controle remoto



Fonte: Autoria própria

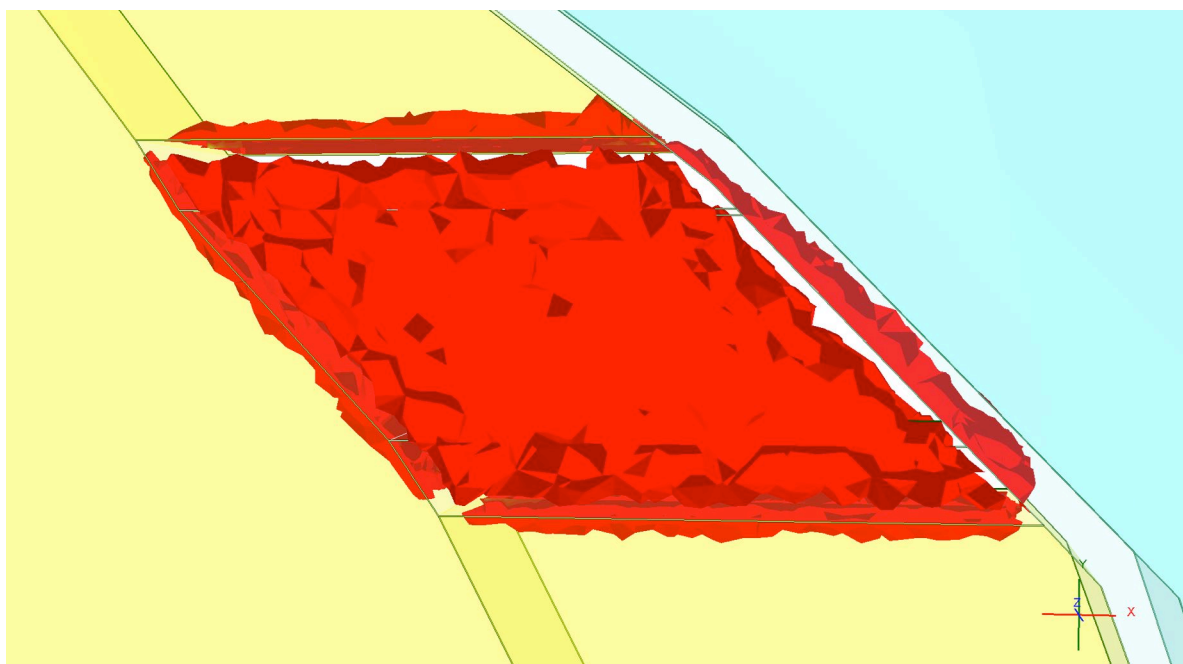
5.5 INFLUÊNCIA DO *UNDERCUT* NA DILUIÇÃO DO *HANGINGWALL*

A zona de relaxamento é dependente do estado de tensões anterior a extração como também ao formato do *stope*. A sobre-escavação em excesso da galeria do *undercut* em direção ao *hangingwall* também irá produzir um aumento no volume da zona sob tensão ou relaxamento (DIEDERICHS; KAISER, 1999). Essa zona de relaxamento é uma zona de baixa estabilidade, que pode contribuir no aumento de diluição.

Modelos numéricos comparativos foram produzidos utilizando-se o software *RS₃*, de maneira que as tensões σ_3 ao redor das câmaras transversais mostrassem a diferença entre um caso sem *undercutting* e um caso com *undercutting*, com uma galeria de 5 m x 5 m tanto na parte inferior (*undercut*) quanto na superior (*overcut*) da câmara, mantendo-se iguais todas as demais dimensões e propriedades.

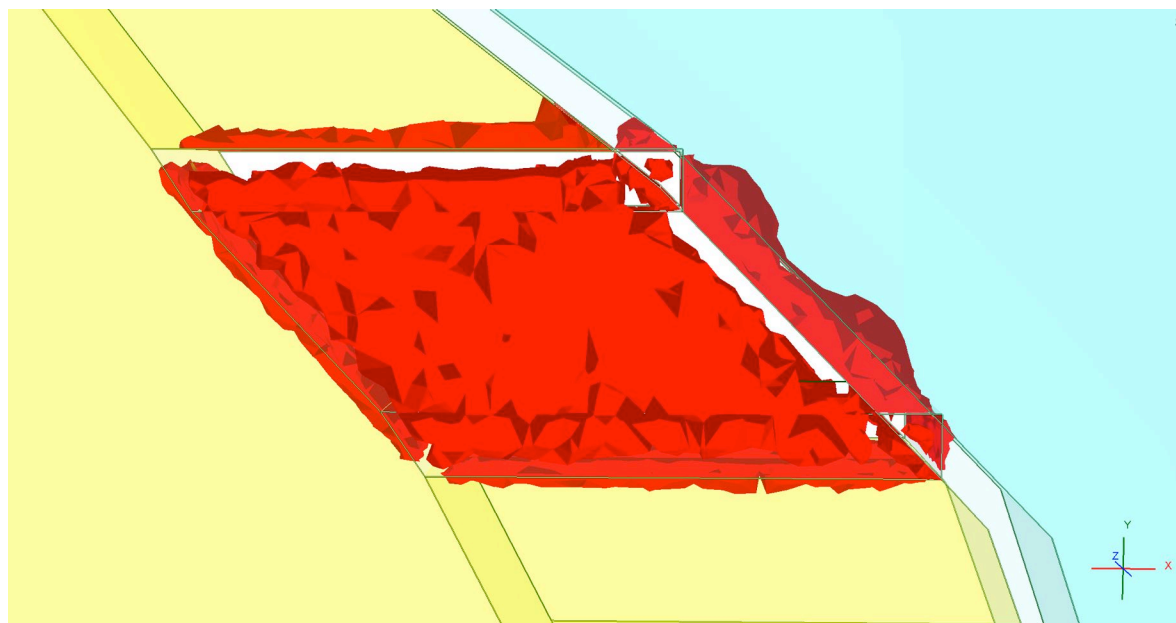
A comparação da distribuição das tensões σ_3 nas Figura 92 e Figura 93, a seguir, mostram um aumento da zona de relaxamento no caso com *undercutting*, resultando em uma larga zona de potencial instabilidade ou diluição. O cálculo da densidade de diluição também foi realizado e pode ser visto na Tabela 20.

Figura 92 - Resultado das tensões σ_3 do modelo numérico de uma câmara sem a sobre-escavação das galerias de *undercut* e *overcut* no *hangingwall*. A isosuperfície em vermelho representa a zona de $\sigma_3 \leq 0$.



Fonte: Autoria própria

Figura 93 - Resultado das tensões σ_3 do modelo numérico de uma câmara com a sobre-escavação das galerias de *undercut* e *overcut* no *hangingwall*. A isosuperfície em vermelho representa a zona de $\sigma_3 \leq 0$.



Fonte: Autoria própria

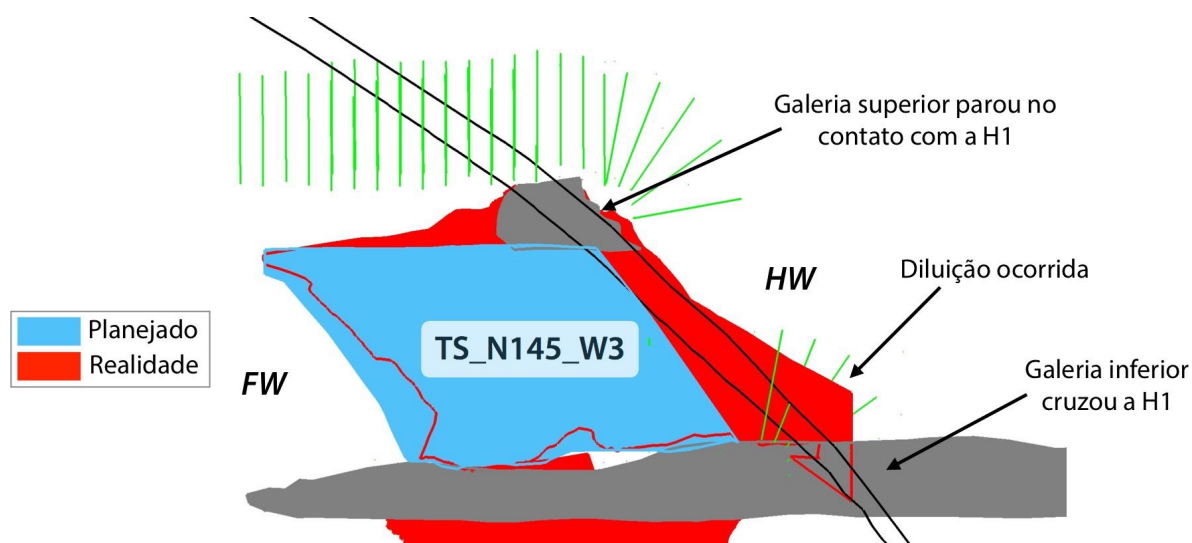
Tabela 20 - Cálculo da densidade de diluição nos dois casos analisados.

Modelos	Volume da zona de relaxamento (m³)	Área exposta do HW (m²)	DD (m)
Sem sobre escavação	883,72	696,2	1,27
Com sobre escavação	2.073,72	810,6	2,56

Conforme representado pelos modelos, a sobre-escavação do *hangingwall* pelas galerias de *undercut* e *overcut* causam um aumento da zona de relaxamento de tensões. Essa constatação também pode ser observada na prática, por exemplo nas câmaras TS_N145_W3, TS_N157_W1 e TS_N195_W1.

A Figura 94 a seguir mostra a seção da câmara TS_N145_W3, planejada (cor azul) e real (vermelho), onde pode se perceber que a galeria inferior (*undercut*) cruzou a falha do *hangingwall* causando diluição.

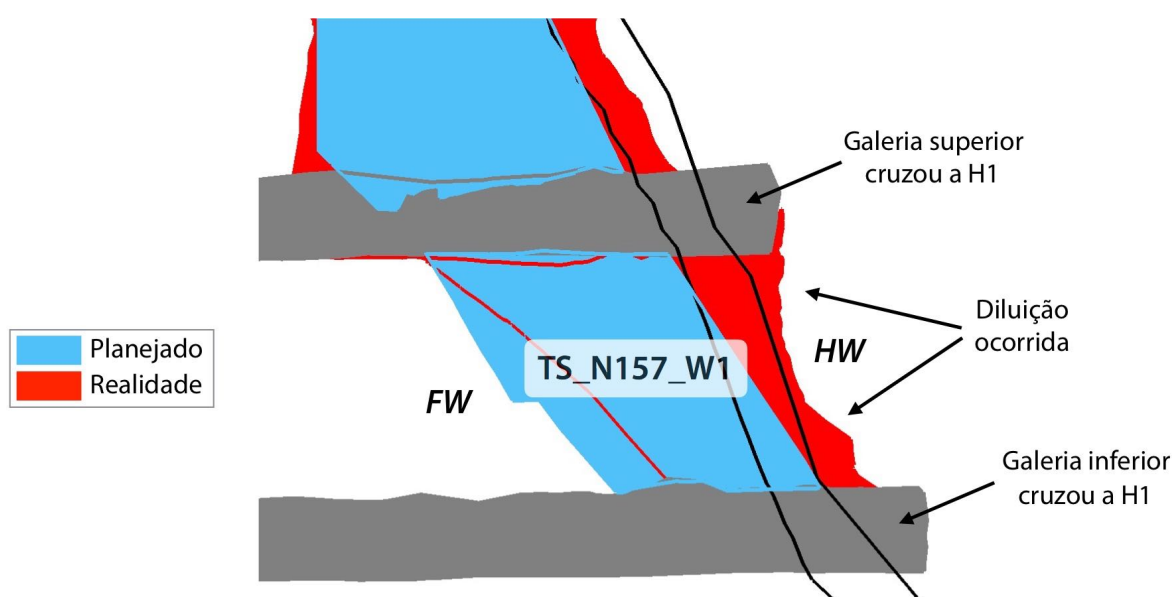
Figura 94 – Seção da câmara TS_N145_W3, comparando o desenho planejado com o escaneamento real, onde pode se perceber diluição excessiva no *hangingwall* causada pelo desenvolvimento da galeria inferior dentro da zona de falha, percebe-se ainda ineficiência dos cabos instalados nessa zona



Fonte: Autoria própria

Já a Figura 95 a seguir mostra a seção da câmara TS_N157_W1, onde pode se perceber que ambas galerias, inferior (*undercut*) e superior (*overcut*), cruzaram a falha do *hangingwall* causando diluição.

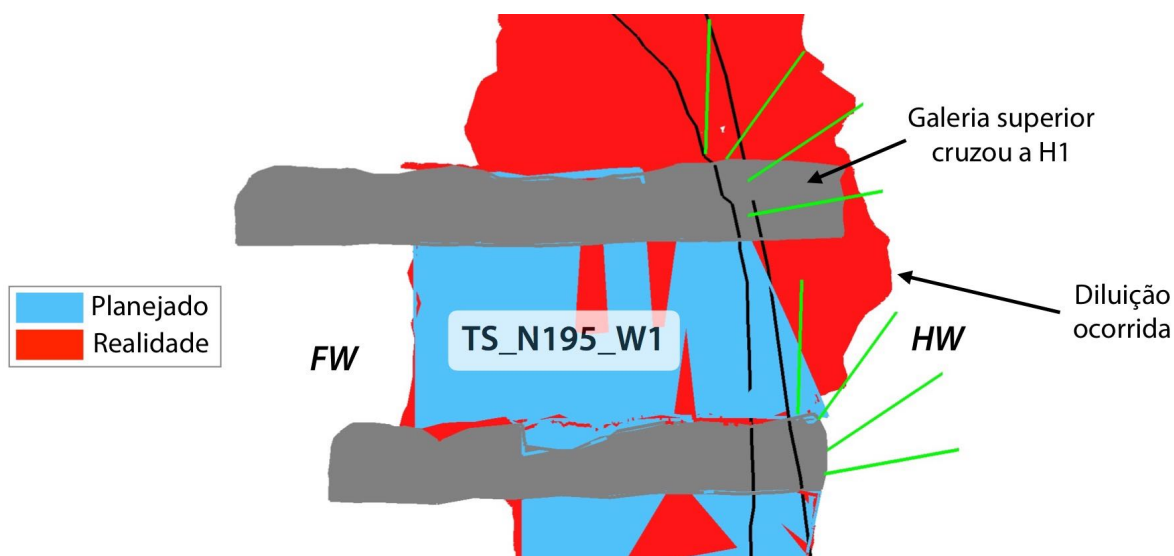
Figura 95 - Seção da câmara TS_N157_W1, comparando o desenho planejado com o escaneamento real, onde pode se perceber diluição excessiva no *hangingwall* causada pelo desenvolvimento da galeria inferior e superior dentro da zona de falha



Fonte: Autoria própria

Em outro exemplo, câmara TS_N195_W1, pode se perceber que a galeria superior (*overcut*) cruzou a falha do *hangingwall*, produzindo uma zona de relaxamento que levou a diluição, como mostra a Figura 96.

Figura 96 - Seção da câmara TS_N195_W1, comparando o desenho planejado com o escaneamento real, onde pode se perceber diluição excessiva no *hangingwall* causada pelo desenvolvimento da galeria superior dentro da zona de falha, percebe-se também ineficiência dos cabos instalados nessa zona



Fonte: Autoria própria

5.6 EFICIÊNCIA DOS *CABLEBOLTS* CONTRA A OCORRÊNCIA DE DILUIÇÃO

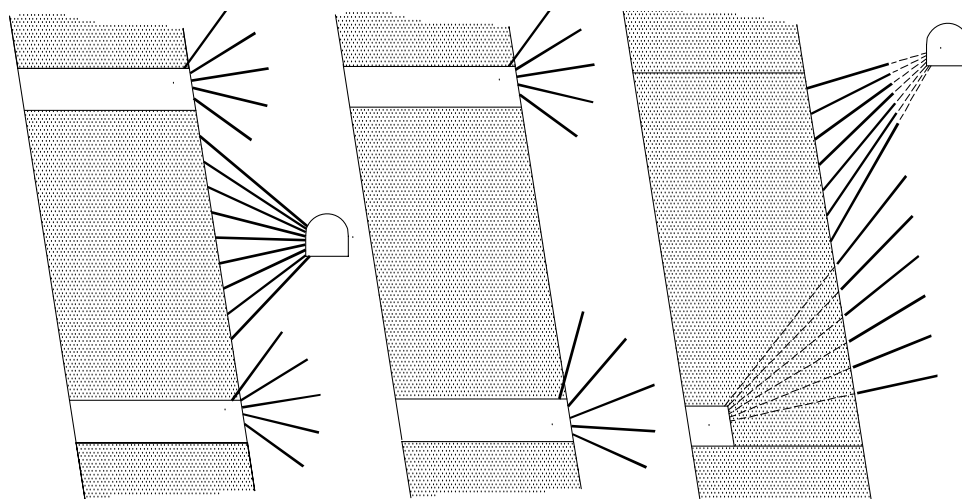
Kaiser, Yazici e Nosé (1992) analisaram a influência do relaxamento de tensões no funcionamento dos *cablebolts* e concluíram que a diminuição da tensão de confinamento produz rupturas na interface cimento-cabo, levando a pequenos deslocamentos da ordem de dezenas de micrômetros, porém suficientes em permitir a perda da capacidade de suporte do cabo.

Para o dimensionamento do escoramento do *hangingwall*, utilizando-se *cablebolts*, pode se utilizar o resultado dos modelos numéricos. Por exemplo, dada uma geometria particular de *stope*, o resultado do modelo numérico pode ser utilizado para determinar o volume da zona de relaxamento. Esse volume pode ser então convertido em peso ao se utilizar a densidade da rocha do *hangingwall*. Então o espaçamento dos cabos (densidade dos *cablebolts*) será dimensionado para suportar esse "peso morto" da zona de relaxamento. Já o comprimento dos cabos, pode então ser definido de maneira que seja utilizado pelo

menos 2 m de ancoragem além da zona limite de relaxamento (HUTCHINSON; DIEDERICHS, 1996).

Após o dimensionamento dos cabos, seja por métodos empíricos tradicionais ou por métodos numéricos, se faz necessário o desenho da geometria de instalação dos cabos que pode variar caso a caso dependendo dos acessos disponíveis. Por exemplo, podem se realizar perfurações paralelas permitindo-se a instalação de cabos igualmente espaçados ao longo de toda sua extensão, ou mesmo perfurações radiais partindo-se de um ponto central de giro, caso das câmaras transversais devido a dificuldade de instalação no acesso próximo ao *hangingwall*. Além disso a instalação dos cabos, para suporte do *hangingwall*, na maioria das vezes precisa ser realizada a partir de dois ou mais níveis (inferior e superior) para que compreenda toda a área a ser escorada (Figura 97).

Figura 97 - Exemplo de geometrias e aplicações dos *cabobolts*



Fonte: HUTCHINSON; DIEDERICHS, 1996

A criação de modelos numéricos onde a geometria dos *cabobolts* possa ser analisada em conjunto da envoltória da zona de relaxamento é muito útil para verificação de cada caso. O dimensionamento dos cabos pelo método empírico para uma câmara com ângulo de *hangingwall* de 45° pode ser visto na Tabela 21 abaixo.

Na Figura 99 a seguir é mostrado o desenho desse dimensionamento de cabos para a câmara referida, considerando que houve sobre escavação da galeria do *undercut* e *overcut* no *hangingwall*.

Tabela 21 - Geometria dos cablebolts obtidos a partir do dimensionamento por métodos empíricos

Ângulo do HW (°)	Largura (m)	Altura inclinada (m)	Q	N'	HR	N'/HR	Densidade de cablebolts		Comprimento de cablebolts (m)		Espaçamento de cablebolts (m)	
							Nickson	Hutchinson	Hutchinson	Potvin	Nickson	Hutchinson
45	20	32.3	3.3	1.17	6.17	0.19	0.24	0.24	8.0	9.26	2.04	2x2

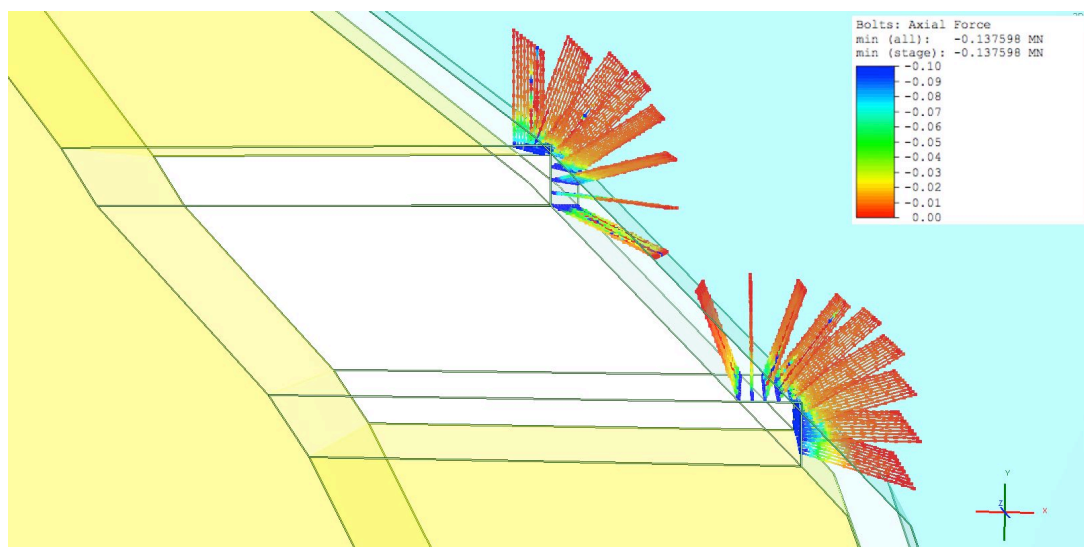
O software realiza análise dos cabos somente para o critério de ruptura por tração. A falha na interface cimento-cabo também ocorre na realidade, porém esse mecanismo de falha é diferente pois a interface é considerada com comportamento plástico. A quantidade de movimento relativo na interface e a rigidez dela determinam quanta tensão de cisalhamento é produzida no cabo. As propriedades consideradas para os *cablebolts* modelados podem ser vistas na Tabela 22 a seguir.

Tabela 22 – Propriedades consideradas para os *cablebolts* modelados

Propriedades	
Tipo de elemento	Plain Strand Cable
Diâmetro do furo	64 mm
Diâmetro do cabo	15 mm
Módulo de Young do cabo	200 GPa
Resistência de pico do cabo	0.15 MN
Razão água/cimento	0.35
Placas metálicas	Instaladas
Bulbos	25 mm Garford
Bulbo 1	20%
Bulbo 2	40%
Bulbo 3	60%
Bulbo 4	80%

Nesta verificação foi possível confirmar que a densidade de cabos calculada pelos métodos empíricos está correta pois a tensão submetida nos cabos é menor do que a tensão crítica de ruptura (Figura 98).

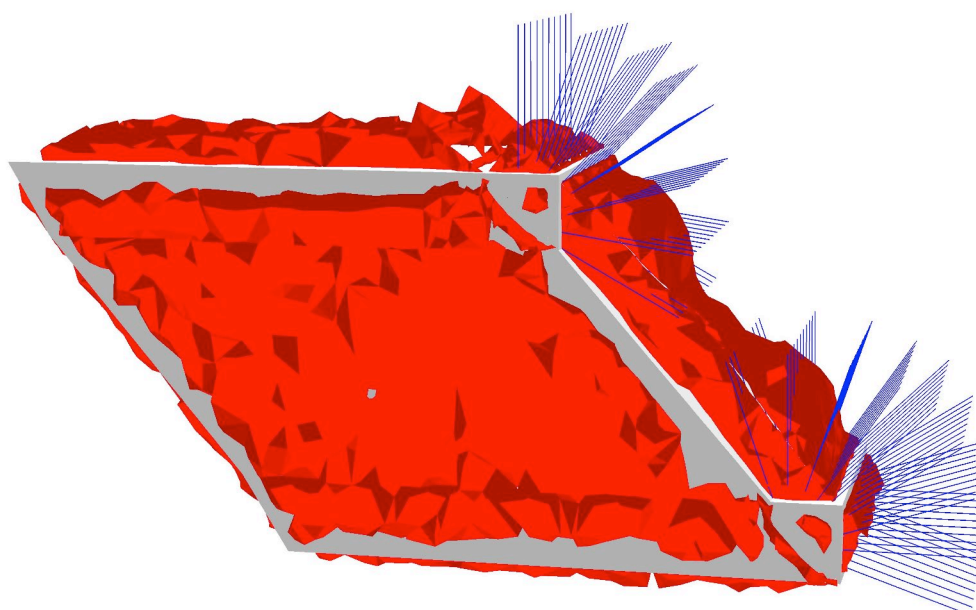
Figura 98 – Força de tração axial atuante em cada um dos cabos, todas abaixo da zona de ruptura.



Fonte: Autoria própria

Porém na Figura 99 verifica-se que os cabos dispostos na parte central do *hangingwall* (entre os níveis inferior e superior) estão ancorados, quase em sua totalidade, dentro da zona de relaxamento de tensões o que não é recomendável pois nesta zona é onde os cabos têm menor resistência na interface cimento-cabo.

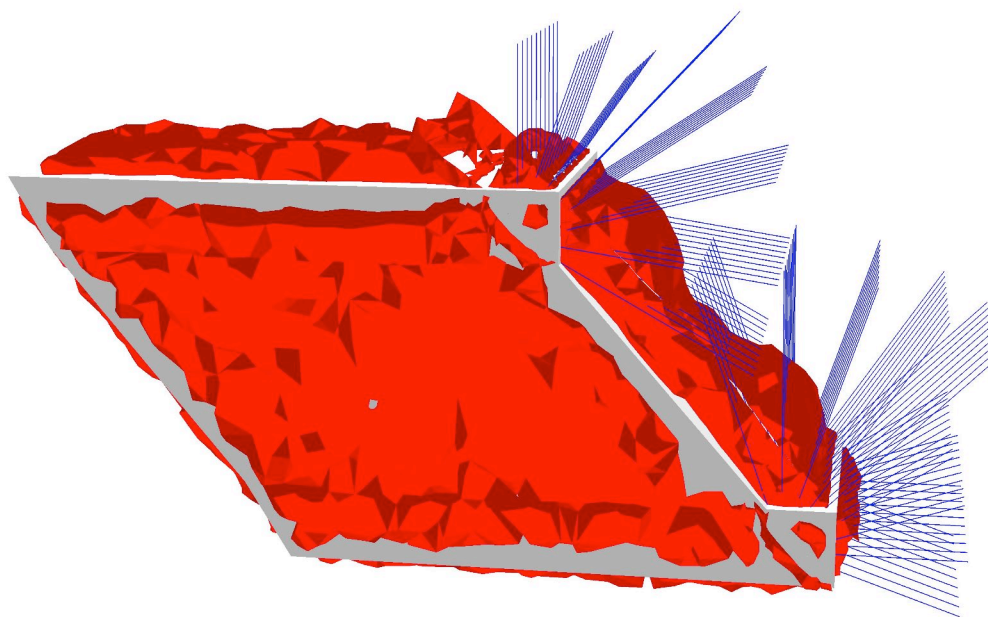
Figura 99 – Os cabos, em azul, foram desenhados conforme cálculo pelo método empírico. Em vermelho está a zona de relaxamento de tensões produzida devido a escavação.



Fonte: Autoria própria

Para corrigir esse problema deveriam ser utilizados cabos mais longos, com cerca de 15 metros, permitindo uma ancoragem fora da zona de relaxamento como mostra a Figura 100.

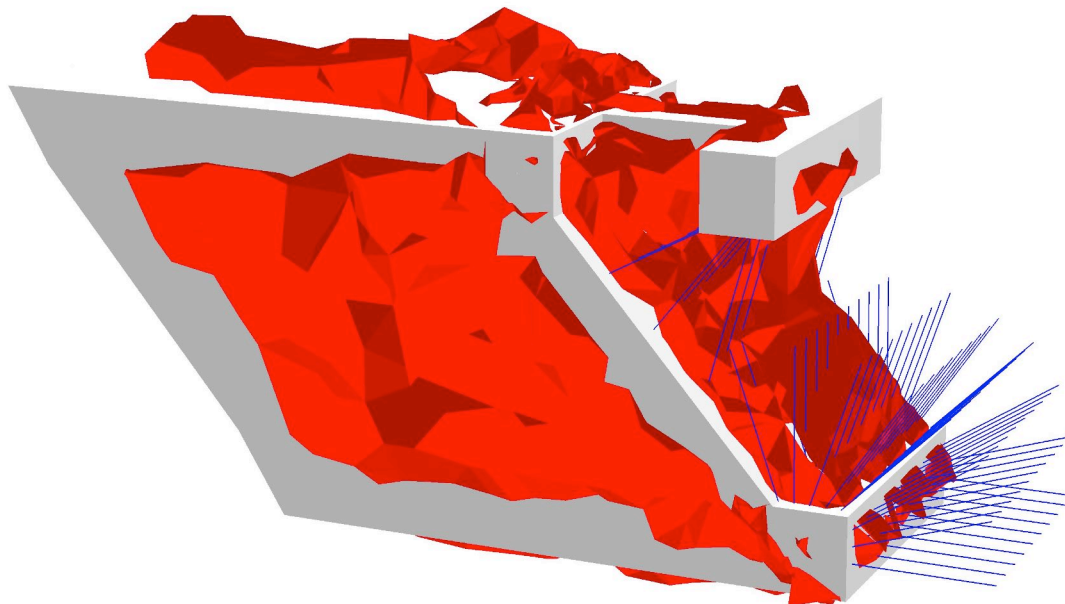
Figura 100 – Cabos de 15 metros utilizados na parte central, permitindo ancoragem fora da zona de relaxamento de tensões.



Fonte: Autoria própria

Outro tipo de geometria simulada no modelo foi considerando a realização de uma galeria por trás da falha do *hangingwall*, permitindo assim a instalação de *cablebolts* no piso, recobrendo toda a zona do *hangingwall*. Porém, o resultado do modelo mostrou que o desenvolvimento da referida galeria ocasionou um aumento significativo da zona de relaxamento, possivelmente devido a proximidade entre os níveis (Figura 101).

Figura 101 - Outra geometria testada, foi a de instalação de cabos por trás do *hangingwall*, através de uma galeria desenvolvida para este fim. Porém pode se perceber que o desenvolvimento desta galeria contribuiu ainda mais para o aumento da zona de relaxamento.



Fonte: Autoria própria

Capítulo 6

6 DISCUSSÃO DOS RESULTADOS

Os modelos numéricos criados, após a calibração inicial, permitiram realizar análises de diferentes cenários de geometrias de câmaras. Na primeira análise realizada, foi verificado o estado tensional das câmaras conforme a categoria de classificação em que estavam inseridas. As categorias de classificação foram definidas em base a influência de câmaras adjacentes ou subjacentes presentes antes da abertura da câmara analisada. As categorias 2, 3 e 6 foram as categorias com maiores valores de densidade de diluição dentre as 6 categorias diferentes. A categoria 3 (com câmaras em ambos lados já mineradas) foi a maior com DD de 1,96 m, seguida da categoria 2 (com um lado minerado) DD de 1,92 m e por último a categoria 6 (abaixo e um dos lados minerados) com DD de 1,84 m. Essa análise demonstrou que as câmaras secundárias estão sujeitas a um ambiente tensional mais favorável a ocorrência de diluição, sendo necessário maior controle geomecânico.

Para a verificação da influência do fator tempo, foi criado um modelo que o simulasse através da redução dos parâmetros de resistência entre uma das etapas do modelo numérico. O resultado do modelo demonstrou o aumento da zona de fator de segurança menor do que um, entre um estágio e outro, ou seja, aumento de diluição. Este resultado, em conjunto dos dados de escaneamentos de câmaras, confirma a ideia de que quanto maior o tempo de exposição de uma câmara, maior será o volume de diluição.

Nos modelos numéricos para análise da influência do ângulo do *hangingwall* na diluição, foi possível verificar que quanto menor o ângulo do *hangingwall* maior será a quantidade de material estéril sofrendo relaxamento de tensões e conseqüentemente maior será a ocorrência de diluição caso não sejam adotadas medidas adequadas de contenção. Para o caso do ângulo de 30° é esperada uma diluição de 6%, já para ângulo de 45° diluição de 4% e para o ângulo de 80° diluição de 3%.

Já os modelos que analisaram a influência da sobre-escavação do *hangingwall*, causada pela geometria das galerias de acesso (*undercut* e *overcut*), confirmaram que esse fato é capaz de alterar substancialmente a distribuição de tensões no *hangingwall*, produzindo um aumento da zona de relaxamento. O aumento da densidade de diluição (DD) foi de duas vezes em relação ao caso sem sobre-escavação.

Por último foi realizada análise dos *cablebolts* inserindo-os nos modelos numéricos. Essa análise mostrou que o dimensionamento por métodos empíricos tradicionais, estava correto para o problema em questão, pois o resultado da análise mostrou que os cabos não estavam submetidos a trações maiores do que a capacidade deles.

Por outro lado, neste exemplo modelado considerando a sobre escavação da galeria do *undercut* e do *overcut*, os cabos da porção central do *hangingwall* estavam sendo ancorados, ao longo de todo seu comprimento, dentro da zona de relaxamento de tensões o que não é bom para a eficiência dos mesmos. Isso leva ao entendimento de que o comprimento desses cabos deveria ser da ordem de 15 m, pois assim parte deles estariam ancorados em maciço fora da zona de relaxamento. Entretanto, a utilização dos cabos de 9m estaria correta se não houvesse existido sobre escavação das galerias de *undercut* e *overcut*, pois a zona de relaxamento de tensões seria muito menor, permitindo que os cabos estivessem ancorados em maciço tensionado.

Capítulo 7

7 CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES

7.1 CONCLUSÕES

- A partir da revisão bibliográfica realizada se verificou que dentre os vários parâmetros que influenciam na diluição do minério estão as tensões de relaxamento, induzidas no *hangingwall* após início da abertura das câmaras.
- As equações mais utilizadas para cálculo de diluição são definidas somente a partir dos volumes planejados e volumes reais escavados, não levando em conta parâmetros geométricos inerentes a cada uma das câmaras. Portanto a utilização do método ELOS para cálculo de diluição linearizada se mostrou mais coerente quando utilizado para comparar câmaras com distintas dimensões.
- Os aspectos relacionados ao estudo de caso como método de lavra aplicado, dimensionamento de câmaras e *cablebolts*, parâmetros de perfuração e desmonte, controle de vibrações e etc foram revisados sendo julgados coerentes. Porém verificou-se que a geometria das galerias de desenvolvimento utilizadas, próximo ao *hangingwall*, e o próprio desenho das câmaras foram mais atuantes na ocorrência de diluição.
- A geometria real das câmaras foi obtida a partir dos escaneamentos CMS, sendo a diluição no *hangingwall* de cada câmara calculada e organizada em um banco de dados utilizando-se o método ELOS.
- As propriedades geomecânicas e as tensões *in situ* consideradas são as mesmas definidas no estudo de viabilidade do projeto, pois foram julgadas coerentes a partir de uma revisão bibliográfica teórica.
- Modelos numéricos de elementos finitos foram produzidos, a partir dos dados geométricos, geomecânicos e do estado de tensões considerado. A calibração dos modelos foi realizada baseada nos dados dos escaneamentos (CMS) das câmaras primárias. A calibração/verificação permitiu confirmar que as tensões *in situ* utilizadas, produziram modelos numéricos com boa correlação entre a diluição estimada com o critério de densidade de diluição (DD) comparada com a diluição real medida pelo fator ELOS.

- Os modelos produzidos verificaram principalmente a influência do(a): estado tensional das câmaras no momento de sua abertura, ângulo do *hangingwall*, tempo de exposição, sobre-escavação das galerias de *undercut* e *overcut* e da influência do relaxamento de tensões na eficiência dos *cabebolts*. Todas as análises realizadas, quanto as tensões induzidas, mostraram que o aumento de diluição esta relacionado com o aumento da zona de relaxamento do *hangingwall*. Além disso, o modelo numérico realizado para simular o fator tempo na estabilidade do *hangingwall*, mostrou que quanto maior o tempo de exposição da câmara, maior será a diluição ocasionada pela ruptura no *hangingwall*.
- O dimensionamento de câmaras em rocha dura é geralmente realizado a partir do método empírico de estabilidade. Entretanto esse método não considera a zona de relaxamento ao redor das câmaras quando abertas e também não quantifica a diluição associada com a geometria de cada câmara. Além disso, o método também não considera o efeito da orientação da câmara relativo as tensões *in situ* do local nem se há presença de câmaras adjacentes já extraídas.
- Já a abordagem utilizando modelos numéricos para análise da estabilidade do *hangingwall* considera a orientação das tensões *in situ*, redistribuição de tensões e o efeito do baixo confinamento. As diluições reais encontradas nas câmaras do estudo de caso e as diluições estimadas a partir dos modelos numéricos, com cálculo da DD, apresentaram uma ótima correlação para este estudo de caso, sendo verificada uma leve tendência em sobre estimar a diluição obtida por meio dos modelos. Isso se deu pelo fato do uso de *cabebolts* instalados no *hangingwall*, conferindo, ainda que baixa, uma certa eficiência na contenção das rochas na zona de relaxamento.

7.2 RECOMENDAÇÕES

- Maior controle de campo, por parte do departamento de geologia/geomecânica, no momento do desenvolvimento das "T's" próximo do *hangingwall*, evitando ao máximo ingressar com as galerias na zona de falha;
- Utilização de cabos mais longos no *hangingwall*, de maneira a garantir que estejam ancorados fora da zona de relaxamento;
- Realização de calibrações mais específicas, por exemplo com a medida de tensões *in situ*;

- Evitar o tempo de exposição prolongado das câmaras em extração;
- Monitoramento de cabos instalados, utilizando células de carga;
- Utilizar os modelos numéricos em conjunto dos métodos empíricos para análise de estabilidade e dimensionamento de câmaras e *cablebolts*.

7.3 TRABALHOS FUTUROS

- Criação de modelos numéricos que simulem os efeitos das vibrações causadas durante os primeiros desmontes das câmaras, já que estes ocorrem extremamente próximos da face do *hangingwall*.
- Criação de modelos numéricos capazes de reproduzir o “choque” causado pela projeção do minério desmontado na parede do *hangingwall* durante os eventos de desmonte.

REFERÊNCIAS

- AMADEI, B.; STEPHANSSON, O. **Rock stress and its measurement**. London: Chapman & Hall, 1997. 490 p.
- BARTON, N.; LIEN, R.; LUNDE, J. Estimation of Support Requirements for Underground Excavations. In: Symp. on rock mechanics, 16., 1975, Minnesota. **Proceedings...** Nova York: Asce, 1977. p. 163 - 177.
- BARTON, N.; GRIMSTAD, E. The Q-system following twenty years of application in NMT support selection. In: Geomechanic colloquy, vol 34., Salisburgo. **Proceedings...** Salisburgo: Felsbau, 1994. p. 428 - 436.
- BIENIAWSKI, Z.T. Engineering classification of jointed rock masses. **Transactions Of The South African Institution Of Civil Engineers**. Johannesburg, p. 335-344. 1973.
- BIENIAWSKI, Z.T. Rock Mass Classification in Rock Engineering. In: Symposium on exploration for rock engineering, Johannesburg. **Proceedings...** Cape Town, 1976. p. 97 - 106.
- BIENIAWSKI, Z.T. **Engineering rock mass classification**. New York: Jonh Wiley And Sons, 1989. 251 p.
- BOBET, A. et al. Numerical Models in Discontinuous Media: Review of Advances for Rock Mechanics Applications. **J. Geotech. Geoenviron. Eng.**, v. 135, n. 11, p.1547-1561, nov. 2009. American Society of Civil Engineers (ASCE). Disponível em: <[http://dx.doi.org/10.1061/\(asce\)gt.1943-5606.0000133](http://dx.doi.org/10.1061/(asce)gt.1943-5606.0000133)>. Acesso em: 08 abr. 2016.
- BRADY, B. H. G.; BROWN, E.T. **Rock Mechanics for Underground Mining**. 3. ed. New York: Springer Science + Business Media Inc, 2005. 647 p.
- BROWN, E. T.; HOEK, E. Trends in relationships between measured in situ stresses and depth. **Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.** p. 211-215. ago. 1978. Disponível em: <[http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062\(78\)91227-5](http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062(78)91227-5)>. Acesso em: 08 abr. 2016.
- CAPES, Geoffrey William. **Open Stope Hangingwall Design Based On General And Detailed Data Collection In Rock Masses With Unfavourable Hangingwall Conditions**. 2009. 300 f. Tese (Doutorado), Department Of Geological And Civil Engineering, University Of Saskatchewan, Saskatoon. Disponível em: <<http://hdl.handle.net/10388/etd-04072009-143339>>. Acesso em: 08 abr. 2016.
- CIVIDINI, A. (Ed.). Constitutive behavior and numerical modeling, em: HUDSON, John A. **Comprehensive Rock Engineering**. Londres: Pergamon Press, 1993. Vol. 1, pág. 395-426.
- CLARK, L.; PAKALNIS, R. An empirical design approach for estimating unplanned dilution from open stope hangingwalls and footwalls. Em: 99th CIM-AGM, Vancouver. **Proceedings...** Calgary: CIM, 1997.

DAVIS, G. H.; REYNOLDS, S. J.; KLUTH, C. F. **Structural Geology of Rocks and Regions**. 3. ed. New York: John Wiley & Sons, 2012. 776 p.

DE LA VERGNE, J. **Hard Rock Miner's Handbook**. 5º ed. Alberta: Stantec Consulting Ltd, 2008, 330 p.

DIEDERICHS, M.S.; KAISER, P.K. Tensile strength and abutment relaxation as failure control mechanisms in underground excavations. **International Journal Of Rock Mechanics And Mining Sciences**, v. 36, n. 1, p.69-96, jan. 1999. Disponível em: <[http://dx.doi.org/10.1016/s0148-9062\(98\)00179-x](http://dx.doi.org/10.1016/s0148-9062(98)00179-x)>. Acesso em: 08 abr. 2016.

GOLDER ASSOCIATES. **Preliminary Feasibility Study: Arenal Deeps**. Santiago: Golder, 2009. 57 p. Disponível em: <<http://www.orosur.ca/images/September-2009-Arenal-Deeps-Pre-Feasibility-Report.pdf>>. Acesso em: 08 abr. 2016.

GRIMSTAD, E.; BARTON, N. Updating the Q-system for NMT. In: int. Conf. Sprayed concrete – modern use of wet mix sprayed concrete for underground support, Fagernes. **Proceedings...** Oslo: Norwegian Concrete Association, 1993. p. 46 - 66.

HAIJABDOLMAJID, V., KAISER, P., MARTIN, C. Modelling brittle failure of rock. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences** v. 39, p. 731-741. set. 2002. Disponível em: <[http://dx.doi.org/10.1016/S1365-1609\(02\)00051-5](http://dx.doi.org/10.1016/S1365-1609(02)00051-5)>. Acesso em: 08 abr. 2016.

HASSANI, F.; ARCHIBALD, J. **Mine backfill Handbook**. Montreal: Canadian Institute Of Mining, Metallurgy And Petroleum, 1998. 263 p.

HASUI, Y.; MIOTO, J. A. **Geologia Estrutural Aplicada**. São Paulo: ABGE, 1992. 459 p.

HEIDBACH, O. et al. The World Stress Map based on the database release 2008. In: commission for the geological map of the world, Paris. **Proceedings...** Paris, 2009.

HENNING, John G.; MITRI, Hani S. Numerical modelling of ore dilution in blasthole stoping. **International Journal Of Rock Mechanics And Mining Sciences**, v. 44, n. 5, p.692-703, jul. 2007. Disponível em: <<http://dx.doi.org/10.1016/j.ijrmms.2006.11.002>>. Acesso em: 08 abr. 2016.

HERGET, G. (Ed.). Rock stresses and rock stress monitoring in Canada. In: HUDSON, J. A. **Comprehensive Rock Engineering**. Oxford: Pergamon Press, 1993. Cap. 19. p. 473-496.

HOEK, E. Brittle failure of rock. In: STAGG, K. G.; ZIENKIEWICZ, O. C. (Ed.). **Rock Mechanics in Engineering Practice**. London: J. Wiley, 1968. p. 99-124.

HOEK, E.; BROWN, E. T. Underground Excavations in Rock. Londres: Institution of Mining and Metallurgy, 1980, 527 p. Disponível em: <<http://rocscience.com/hoek/references/Hoek1980-Empirical-strength-criterion-for-rock-masses.PDF>>. Acesso em: 08 abr. 2016.

HOEK, E.; BROWN, E.T. The Hoek-Brown failure criterion – a 1988 update. In: canadian rock mechanics symposium, 15., Toronto. **Proceedings...** Toronto: Dept. Of Civil Engineering, University Of Toronto, 1988. p. 31 - 38.

HOEK, E.; WOOD, D.; SHAH S. Modified Hoek-Brown failure criterion for jointed rock masses. In: international ISRM symposium on rock characterization, Chester. **Proceedings...** Chester: Thomas Telford, 1992. p. 209 - 214.

HOEK, E.; BROWN, E. T. Practical estimation of rock mass strength. **Int. J. Of Rock Mech. And Min. Sci**, vol 34, p. 1165-1186. September. 1997.

HOEK, E.; CARRANZA-TORRES, C.; CORKUM, B. Hoek-Brown Failure Criterion – 2002 Edition. In: 5th north american rock mechanics symposium and 17th tunneling association of canada conference, Toronto. **Proceedings...** Toronto, 2002. p. 267 - 271. Disponível em: <<http://rocscience.com/hoek/references/H2002.pdf>>. Acesso em: 08 abr. 2016.

HOEK, E.; DIEDERICHS, M.S. Empirical estimation of rock mass modulus. **International Journal Of Rock Mechanics And Mining Sciences**, v. 43, n. 2, p.203-215, fev. 2006. Disponível em: <<http://dx.doi.org/10.1016/j.ijrmms.2005.06.005>>. Acesso em: 08 abr. 2016.

HUDSON, J. A.; HARRISON, J. P. **Engineering Rock Mechanics: An introduction to the principles**. Oxford: Elsevier Science & Technology Books, 1997. 444 p.

HUSTRULID, W. A.; BULLOCK, R. C. **Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies**. Littleton: Society For Mining, Metallurgy, And Exploration, 2001. 718 p.

HUTCHINSON, D. J.; DIEDERICHS, M. S. **Cablebolting in underground mines**. Vancouver: Bitech Publishers Ltd, 1996. 416 p.

ITASCA CONSULTING GROUP. **User's Manual FLAC Version 5.0**. Minneapolis: Itasca, 2005.

JING, L.; HUDSON, J.A. Numerical methods in rock mechanics. **International Journal Of Rock Mechanics And Mining Sciences**, v. 39, n. 4, p.409-427, jun. 2002. Disponível em: <[http://dx.doi.org/10.1016/s1365-1609\(02\)00065-5](http://dx.doi.org/10.1016/s1365-1609(02)00065-5)>. Acesso em: 08 abr. 2016.

JING, L. A review of techniques, advances and outstanding issues in numerical modelling for rock mechanics and rock engineering. **International Journal Of Rock Mechanics And Mining Sciences**, v. 40, n. 3, p.283-353, abr. 2003. Disponível em: <[http://dx.doi.org/10.1016/s1365-1609\(03\)00013-3](http://dx.doi.org/10.1016/s1365-1609(03)00013-3)>. Acesso em: 08 abr. 2016.

KAISER, P.K.; YAZICI, S.; MALONEY, S. Mining-induced stress change and consequences of stress path on excavation stability — a case study. **International Journal Of Rock Mechanics And Mining Sciences**, v. 38, n. 2, p.167-180, fev. 2001. Disponível em: <[http://dx.doi.org/10.1016/s1365-1609\(00\)00038-1](http://dx.doi.org/10.1016/s1365-1609(00)00038-1)>. Acesso em: 08 abr. 2016.

KAISER, P.K.; YAZICI, S.; NOSÉ, J. Effect of stress change on the bond strength of fully grouted cables. **International Journal Of Rock Mechanics And Mining Sciences & Geomechanics**

Abstracts, v. 29, n. 3, p.293-306, maio 1992. Disponível em: <[http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062\(92\)93662-4](http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062(92)93662-4)>. Acesso em: 08 abr. 2016.

LINDQVIST, W. F. **Review of Uruguay Mineral Exploration Inc. resource estimates for the Minas de Corrales gold project in northern Uruguay**. Uruguai: Independent Technical Report Prepared for UME Inc., 2004. 18 p.

MARINOS, P.; HOEK, E. GSI – A geologically friendly tool for rock mass strength estimation. In: GEOENG 2000 CONFERENCE, Melbourne. **Proceedings...** Lancaster: Technomic Publ. Co., 2000. p. 1422 - 1442.

MARTIN, C. D.; CHANDLER, N. A. Stress heterogeneity and geological structures. **Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.** p. 993-999. dez. 1993. Disponível em: <[http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062\(93\)90059-M](http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062(93)90059-M)>. Acesso em: 08 abr. 2016.

MARTIN, C. D. et al. Stress path and instability around mine openings. In: ISRM CONGRESS ON ROCK MECHANICS, 9th, Paris. **Proceedings...** Rotterdam: Balkema, 1999. p. 311 - 315. Disponível em: <<http://masters.dgtu.donetsk.ua/2011/igg/stelmakh/library/article9.pdf>>. Acesso em: 08 abr. 2016.

MATHEWS, K.E. et al. Prediction of stable excavation spans for mining below 1000 metres in hard rock, **CANMET**, Dept. of Energy, Mines and Resources, Ontario, Canada, 60 p., 1981.

MDA. **Updated Technical Report: Arenal Deeps Deposit Minas de Corrales Project**. Reno: MDA, 2011. 109 p. Disponível em: <<http://www.orosur.ca/images/June-2011-Arenal-Feasibility.compressed.pdf>>. Acesso em: 08 abr. 2016.

MITRI, H. S. et al. Design of cable bolts using numerical modelling. In: SOUTH AMERICAN CONGRESS ON ROCK MECHANICS, 5th, São Paulo. **Proceedings...** São Paulo: ISRM, 1998. p. 269 - 275.

NICKSON, S. D. **Cable support guidelines for underground hard rock mine operations**. 1992. 223 f. Dissertação (Mestrado) - Department Mining And Mineral Processing, University Of British Columbia, Vancouver. Disponível em: <<http://hdl.handle.net/2429/1924>>. Acesso em: 08 abr. 2016.

OMI INC. **Proyecto Arenal Subterráneo**. Montevidéo: OMI, 2010. 215 p

OPTECH SYSTEMS CORPORATION. **Operation Manual: Cavity Monitoring System (CMS)**. Ontario: OPTECH, março 2012

PAKALNIS, R. C.; POULIN, R.; HADJIGEORGIOU, J. Quantifying the cost of dilution in underground mines. **International Journal Of Rock Mechanics And Mining Sciences & Geomechanics Abstracts**, v. 33, n. 5, p.1136-1141, jul. 1996. Disponível em: <[http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062\(96\)80170-7](http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062(96)80170-7)>. Acesso em: 08 abr. 2016.

PAN, X.D.; REED, M.B. A coupled distinct element—finite element method for large deformation analysis of rock masses. **International Journal Of Rock Mechanics And**

Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, v. 28, n. 1, p.93-99, jan. 1991. Disponível em: <[http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062\(91\)93238-2](http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062(91)93238-2)>. Acesso em: 08 abr. 2016.

PARISEAU, W. G. (Ed.). Finite Element Applications in Mining Engineering. em: HUDSON, John A. **Comprehensive Rock Engineering**. Londres: Pergamon Press, 1993. Vol. 1, Cap. 20. p. 491-522.

POTVIN, Y., **Empirical open stope design in Canada**. 1988. 350 f. Tese (Doutorado) - Department Mining And Mineral Processing, University Of British Columbia, Vancouver. Disponível em: <<http://hdl.handle.net/2429/29264>>. Acesso em: 08 abr. 2016.

QUADROS, Telmo Fernando Perez. **Integração de Dados em ambiente SIG para Mapeamento de Favorabilidade Mineral de Ouro na Ilha Cristalina de Rivera (Uruguai)**. 2000. 285 f. Tese (Doutorado) - Curso de Engenharia de Minas, Programa de Pós-graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais, UFRGS, Porto Alegre. Disponível em: <<http://hdl.handle.net/10183/3593>>. Acesso em: 08 abr. 2016.

RAN, J. Hanging wall sloughing mechanism in open stope mining. **CIM Bulletin**. Vancouver, p. 74-77. 2002.

ROCSCIENCE. **Online WebHelp - Software RS3**. Toronto, 2016. Disponível em: <<https://www.rocscience.com/help/RS3/webhelp/RS3.htm>>. Acesso em: 08 abr. 2016.

SCOBLE, M. J.; MOSS, A. Dilution in underground metal mining: implications for grade control and production management. **Mineral Resource Evaluation II: Methods and case histories**. Londres, p. 95-108. 1994.

SHEOREY, P. R. A theory for in-situ stresses in isotropic and transversely isotropic rock. **Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.** p. 23-34. fev. 1994. Disponível em: <[http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062\(94\)92312-4](http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062(94)92312-4)>. Acesso em: 08 abr. 2016.

TOMMILA, Eero. **Mining method evaluation and dilution control in Kittilä mine**. 2014. 63 f. Dissertação (Mestrado) - European mining course, Aalto University, Finlândia. Disponível em: <<https://aaltoodoc.aalto.fi/handle/123456789/13127>>. Acesso em: 08 abr. 2016.

VELLOSO, D. A.; SANTA MARIA, P. E. L. L.; LOPES, F. R. **Princípios e modelos básicos de análise**. 2º Ed. São Paulo: Pini, 1998.

VILLAESCUSA, Ernesto. **Geotechnical Design for Sublevel Open Stopping**. 1º Ed. Boca Raton: CRC Press, 2014. 541 p.

WANG, Jucheng. **Influence of stress, undercutting, blasting and time on open stope stability and dilution**. 2004. 279 f. Tese (Doutorado) - Department Of Civil And Geological Engineering, University Of Saskatchewan, Saskatoon. Disponível em: <<http://hdl.handle.net/10388/etd-11032004-094152>>. Acesso em: 08 abr. 2016.

WANG, J., MILNE, D., YAO, M., ALLEN, G. Quantifying the Effect of Hanging Wall Undercutting on Stope Dilution. In: CIM-AGM. **Proceedings...** Vancouver: CIM, 2002.

YAO, X., GARY, A., AND WILLETT, M., Dilution evaluation using Cavity Monitoring System at HBMS – Trout Lake Mine. In: CIM-AGM, Calgary. **Proceedings...** Calgary: CIM, 1999.

ZHU, W.; WANG, P. Finite element analysis of jointed rock masses and engineering application. **International Journal Of Rock Mechanics And Mining Sciences & Geomechanics Abstracts**, v. 30, n. 5, p.537-544, out. 1993. Disponível em: <[http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062\(93\)92219-g](http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062(93)92219-g)>. Acesso em: 08 abr. 2016.

ZOBACK, M.L. First- and second-order patterns of stress in the lithosphere: The World Stress Map project. **J. Geophys. Res.** p. 11703-11728. jan. 1992. Disponível em: <<http://citeseerx.ist.psu.edu/viewdoc/download?doi=10.1.1.456.330&rep=rep1&type=pdf>>. Acesso em: 08 abr. 2016.

APÊNDICE A – Rock Mass rating (RMR)

Bieniawski, 1989

A. CLASSIFICATION –PARAMETERS AND THEIR RATINGS									
Parameter			Range of values						
1	Strength of intact rock material	Point-load strength index	>10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	For this low range - uniaxial compressive test is preferred		
		Uniaxial comp. strength	>250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa	1 - 5 MPa	< 1 MPa
	Rating		15	12	7	4	2	1	0
2	Drill core Quality RQD		90% - -100%	75% - -90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Rating		20	17	13	8	3		
3	Spacing of discontinuities		> 2 m	0.6 - 2 . m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	< 60 mm		
	Rating		20	15	10	8	5		
4	Condition of –discontinuities (See E)		Very rough –surfaces Not continuous No separation Unweathered rock	Slightly rough sur- faces Separation < 1 mm Slightly weathered walls	Slightly rough sur- faces Separation < 1 mm Highly weathered walls	Slickensided surfaces or Gouge < 5 mm thick or Separation 1-5 mm Continuous	Soft gouge >5 mm thick or Separation → > 5 mm Continuous		
	Rating		30	25	20	10	0		
-5	Ground water	Inflow per 10 m tunnel length (l/m)	None	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		(Joint water press)/ (Major principal σ)	0	< 0.1	0.1, - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
	General conditions		Completely dry	Damp	Wet	Dripping	Flowing		
	Rating		15	10	7	4	0		
B. RATING ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS (See F)									
Strike –and dip orientations			Very favourable	Favourable	Fair	Unfavourable	Very Unfavourable		
Ratings	Tunnels & mines		0	-2	-5	-10	-12		
	Foundations		0	-2	-7	-15	-25		
	Slopes		0	-5	-25	-50			
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED FROM TOTAL RATINGS									
Rating			100 ← 81	80 ← 61	60 ← 41	40 ← 21	< 21		
Class number			I	II	III	IV	V		
Description			Very good rock	Good rock	Fair rock	Poor rock	Very poor rock		
D. MEANING OF ROCK CLASSES									
Class number			I	II	III	IV	V		
Average stand-up time			20 yrs for 15 m span	1 year for 10 m span	1 week for 5 m span	10 hrs for 2.5 m span	30 min for 1 m span		
Cohesion of rock mass (kPa)			> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100		
Friction angle of rock mass (deg)			> 45	35 - 45	25 - 35	15 - 25	< 15		
E. GUIDELINES FOR CLASSIFICATION OF DISCONTINUITY conditions									
Discontinuity length (persistence)			< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m		
Rating			6	4	2	1	0		
Separation (aperture)			None	< 0.1 mm	0.1 - 1.0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm		
Rating			6	5	4	1	0		
Roughness			Very rough	Rough	Slightly rough	Smooth	Slickensided		
Rating			6	5	3	1	0		
Infilling (gouge)			None	Hard filling < 5 mm	Hard filling > 5 mm	Soft filling < 5 mm	Soft filling > 5 mm		
Rating			6	4	2	2	0		
Weathering			Unweathered	Slightly weathered	Moderately weathered	Highly weathered	Decomposed		
Ratings			6	5	3	1	0		
F. EFFECT OF DISCONTINUITY STRIKE AND DIP ORIENTATION IN TUNNELLING**									
Strike perpendicular to tunnel axis					Strike parallel to tunnel axis				
Drive with dip - Dip 45 - 90°			Drive with dip - Dip 20 - 45°		Dip 45 - 90°		Dip 20 - 45°		
Very favourable			Favourable		Very favourable		Fair		
Drive against –dip - Dip 45-90°			Drive against –dip - –Dip 20-45°		–Dip 0-20 - Irrespective of strike°				
Fair			Unfavourable		Fair				

* Some conditions are mutually exclusive . –For example, if infilling is present, the roughness of the surface will be overshadowed by the influence of the gouge. –In such cases use A.4 directly.

** Modified after Wickham et al (1972).

APÊNDICE B – Sistema Q

Barton et al, 1974

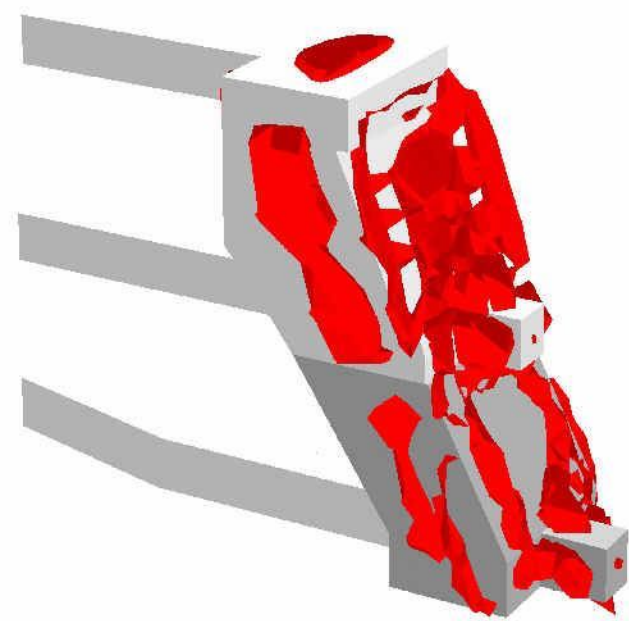
DESCRIPTION	VALUE	NOTES
1. ROCK QUALITY DESIGNATION	RQD	
A. Very poor	0 - 25	1. Where RQD is reported or measured as ≤ 10 (including 0), a nominal value of 10 is used to evaluate Q.
B. Poor	25 - 50	
C. Fair	50 - 75	
D. Good	75 - 90	2. RQD intervals of 5, i.e. 100, 95, 90 etc. are sufficiently accurate.
E. Excellent	90 - 100	
2. JOINT SET NUMBER	J_n	
A. Massive, no or few joints	0.5 - 1.0	
B. One joint set	2	
C. One joint set plus random	3	
D. Two joint sets	4	
E. Two joint sets plus random	6	
F. Three joint sets	9	1. For intersections use $(3.0 \times J_n)$
G. Three joint sets plus random	12	
H. Four or more joint sets, random, heavily jointed, 'sugar cube', etc.	15	2. For portals use $(2.0 \times J_n)$
J. Crushed rock, earthlike	20	
3. JOINT ROUGHNESS NUMBER	J_r	
a. Rock wall contact		
b. Rock wall contact before 10 cm shear		
A. Discontinuous joints	4	
B. Rough and irregular, undulating	3	
C. Smooth undulating	2	
D. Slickensided undulating	1.5	1. Add 1.0 if the mean spacing of the relevant joint set is greater than 3 m.
E. Rough or irregular, planar	1.5	
F. Smooth, planar	1.0	
G. Slickensided, planar	0.5	2. $J_r = 0.5$ can be used for planar, slickensided joints having lineations, provided that the lineations are oriented for minimum strength.
c. No rock wall contact when sheared		
H. Zones containing clay minerals thick enough to prevent rock wall contact	1.0 (nominal)	
J. Sandy, gravely or crushed zone thick enough to prevent rock wall contact	1.0 (nominal)	
4. JOINT ALTERATION NUMBER	J_a	ϕ_r degrees (approx.)
a. Rock wall contact		
A. Tightly healed, hard, non-softening, impermeable filling	0.75	1. Values of ϕ_r , the residual friction angle, are intended as an approximate guide to the mineralogical properties of the alteration products, if present.
B. Unaltered joint walls, surface staining only	1.0	25 - 35
C. Slightly altered joint walls, non-softening mineral coatings, sandy particles, clay-free disintegrated rock, etc.	2.0	25 - 30
D. Silty-, or sandy-clay coatings, small clay-fraction (non-softening)	3.0	20 - 25
E. Softening or low-friction clay mineral coatings, i.e. kaolinite, mica. Also chlorite, talc, gypsum and graphite etc., and small quantities of swelling clays. (Discontinuous coatings, 1 - 2 mm or less in thickness)	4.0	8 - 16

DESCRIPTION	VALUE	NOTES
4. JOINT ALTERATION NUMBER	J_a	ϕ_r degrees (approx.)
b. Rock wall contact before 10 cm shear		
F. Sandy particles, clay-free, disintegrating rock etc.	4.0	25 - 30
G. Strongly over-consolidated, non-softening clay mineral fillings (continuous < 5 mm thick)	6.0	16 - 24
H. Medium or low over-consolidation, softening clay mineral fillings (continuous < 5 mm thick)	8.0	12 - 16
J. Swelling clay fillings, i.e. montmorillonite, (continuous < 5 mm thick). Values of J_a depend on percent of swelling clay-size particles, and access to water.	8.0 - 12.0	6 - 12
c. No rock wall contact when sheared		
K. Zones or bands of disintegrated or crushed	6.0	
L. rock and clay (see G, H and J for clay	8.0	
M. conditions)	8.0 - 12.0	6 - 24
N. Zones or bands of silty- or sandy-clay, small clay fraction, non-softening	5.0	
O. Thick continuous zones or bands of clay	10.0 - 13.0	
P. & R. (see G.H and J for clay conditions)	6.0 - 24.0	
5. JOINT WATER REDUCTION	J_w	approx. water pressure (kgf/cm ²)
A. Dry excavation or minor inflow i.e. < 5 l/m locally	1.0	< 1.0
B. Medium inflow or pressure, occasional outwash of joint fillings	0.66	1.0 - 2.5
C. Large inflow or high pressure in competent rock with unfilled joints	0.5	2.5 - 10.0
D. Large inflow or high pressure	0.33	2.5 - 10.0
E. Exceptionally high inflow or pressure at blasting, decaying with time	0.2 - 0.1	> 10
F. Exceptionally high inflow or pressure	0.1 - 0.05	> 10
1. Factors C to F are crude estimates; increase J_w if drainage installed.		
2. Special problems caused by ice formation are not considered.		
6. STRESS REDUCTION FACTOR		SRF
a. Weakness zones intersecting excavation, which may cause loosening of rock mass when tunnel is excavated		
A. Multiple occurrences of weakness zones containing clay or chemically disintegrated rock, very loose surrounding rock any depth)	10.0	1. Reduce these values o the relevant shear zones only influence but f SRF by 25 - 50% if do not intersect the excavation
B. Single weakness zones containing clay, or chemically disintegrated rock (excavation depth < 50 m)	5.0	
C. Single weakness zones containing clay, or chemically disintegrated rock (excavation depth > 50 m)	2.5	
D. Multiple shear zones in competent rock (clay free), loose surrounding rock (any depth)	7.5	
E. Single shear zone in competent rock (clay free). (depth of excavation < 50 m)	5.0	
F. Single shear zone in competent rock (clay free). (depth of excavation > 50 m)	2.5	
G. Loose open joints, heavily jointed or 'sugar cube', (any depth)	5.0	

DESCRIPTION			VALUE	NOTES
6. STRESS REDUCTION FACTOR			SRF	
b. Competent rock, rock stress problems				
	σ_c/σ_1	σ_t/σ_1		2. For strongly anisotropic virgin stress field
H. Low stress, near surface	> 200	> 13	2.5	(if measured): when $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, reduce σ_c
J. Medium stress	200 - 10	13 - 0.66	1.0	to $0.8\sigma_c$ and σ_t to $0.8\sigma_t$. When $\sigma_1/\sigma_3 > 10$,
K. High stress, very tight structure (usually favourable to stability, may be unfavourable to wall stability)	10 - 5	0.66 - 0.33	0.5 - 2	reduce σ_c and σ_t to $0.6\sigma_c$ and $0.6\sigma_t$, where σ_c = unconfined compressive strength, and σ_t = tensile strength (point load) and σ_1 and σ_3 are the major and minor principal stresses.
L. Mild rockburst (massive rock)	5 - 2.5	0.33 - 0.16	5 - 10	
M. Heavy rockburst (massive rock)	< 2.5	< 0.16	10 - 20	3. Few case records available where depth of crown below surface is less than span width. Suggest SRF increase from 2.5 to 5 for such cases (see H).
c. Squeezing rock, plastic flow of incompetent rock under influence of high rock pressure				
N. Mild squeezing rock pressure			5 - 10	
O. Heavy squeezing rock pressure			10 - 20	
d. Swelling rock, chemical swelling activity depending on presence of water				
P. Mild swelling rock pressure			5 - 10	
R. Heavy swelling rock pressure			10 - 15	
ADDITIONAL NOTES ON THE USE OF THESE TABLES				
When making estimates of the rock mass Quality (Q), the following guidelines should be followed in addition to the notes listed in the tables:				
1. When borehole core is unavailable, RQD can be estimated from the number of joints per unit volume, in which the number of joints per metre for each joint set are added. A simple relationship can be used to convert this number to RQD for the case of clay free rock masses: $RQD = 115 - 3.3 J_v$ (approx.), where J_v = total number of joints per m^3 ($0 < RQD < 100$ for $35 > J_v > 4.5$).				
2. The parameter J_n representing the number of joint sets will often be affected by foliation, schistosity, slaty cleavage or bedding etc. If strongly developed, these parallel 'joints' should obviously be counted as a complete joint set. However, if there are few 'joints' visible, or if only occasional breaks in the core are due to these features, then it will be more appropriate to count them as 'random' joints when evaluating J_n .				
3. The parameters J_r and J_a (representing shear strength) should be relevant to the weakest significant joint set or clay filled discontinuity in the given zone. However, if the joint set or discontinuity with the minimum value of J_r/J_a is favourably oriented for stability, then a second, less favourably oriented joint set or discontinuity may sometimes be more significant, and its higher value of J_r/J_a should be used when evaluating Q. The value of J_r/J_a should in fact relate to the surface most likely to allow failure to initiate.				
4. When a rock mass contains clay, the factor SRF appropriate to loosening loads should be evaluated. In such cases the strength of the intact rock is of little interest. However, when jointing is minimal and clay is completely absent, the strength of the intact rock may become the weakest link, and the stability will then depend on the ratio rock-stress/rock-strength. A strongly anisotropic stress field is unfavourable for stability and is roughly accounted for as in note 2 in the table for stress reduction factor evaluation.				
5. The compressive and tensile strengths (σ_c and σ_t) of the intact rock should be evaluated in the saturated condition if this is appropriate to the present and future in situ conditions. A very conservative estimate of the strength should be made for those rocks that deteriorate when exposed to moist or saturated conditions.				

APÊNDICE C – Modelos de calibração

Solids: Sigma 3 Total
 min (all): -19.5079 MPa
 min (stage): -18.8908 MPa
 -19.50
 -17.55
 -15.60
 -13.65
 -11.70
 -9.75
 -7.80
 -5.85
 -3.90
 -1.95
 0.00
 max (stage): 17.1619 MPa
 max (all): 17.1619 MPa



<i>Project</i>	Modelo Calibracao - TS_N145_W1		
<i>Analysis Description</i>	Isosuperficie Sigma 3 Total		
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	18/03/2016, 11:20:16	<i>File Name</i>	TS_N145_W1_k_1.2.rs3

RS³ Analysis Information

Project Settings

Document Name: TS_N145_W1_k_1.2
 Last saved with RS3 version: 1.018
 Project Title: Project1
 Number of Stages: 5
 Analysis Type: Uncoupled
 Units: Metric, stress as MPa
 Time Units: Years
 Permeability Units: meters/second

Stage Information

#	Name
1	In Situ
2	Development
3	Excavation 1
4	CRF
5	Excavation 2

Orientation

Horizontal Orientation
 Plunge: 0 degrees
 Trend: 0 degrees

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500
 Tolerance: 0.001
 Number of Load Steps: Automatic
 Convergence Type: Absolute Force & Energy
 Tensile Failure: Reduces Shear Strength
 Joint tension reduces joint stiffness by a factor of 0.01
 Tensile failure does not reduce Hoek-Brown tensile strength to zero
 Does not use effective stress analysis

Groundwater

Method: Piezometric Lines
 Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³

Field Stress


Type	Gravity
Ground Surface Elevation: 125 m	Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³
Sigma H1	
K1	1.5 H1/V
Locked-in	0 MPa
Trend (deg)	-75 deg
Plunge (deg)	0 deg
Sigma H2	
K2	1.2 H1/V
Locked-in	0 MPa
Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³	

Slices

#	Name	Size(m)
1	Maciço	40
2	TE	7.5
3	DRIFT	5
4	TD	7.5
5	Maciço	40

Mesh

Mesh discretization type: graded

	<i>Project</i>			Modelo Calibracao - TS_N145_W1
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i>	18/03/2016, 11:20:16	<i>File Name</i>	TS_N145_W1_k_1.2.rs3


Element type: 10 noded tetrahedron

Mesh Quality


Type	Min	Max
Aspect Ratio	0.734642	15.3851
Min Dihedral Angle	1.97695	69.9354
Max Dihedral Angle	71.8823	167.463
Edge Length Ratio	1.02174	21.3248
Volume	0.0212359	29385.9

Material Properties


Material: ORE

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	42000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	1.5
s parameter	0.02
a parameter	0.5
Piezo to use	None
Ru value	0


Material: HW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	22000 MPa
Poisson's ratio	0.23
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	37 MPa
mb parameter	1.83
s parameter	0.007
a parameter	0.5
Piezo to use	None
Ru value	0

Material: FW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	30000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	2
s parameter	0.01
a parameter	0.5
Piezo to use	None
Ru value	0

Material: CRF

	<i>Project</i> Modelo Calibracao - TS_N145_W1		
	<i>Analysis Description</i> Isosuperficie Sigma 3 Total		
	<i>Drawn By</i> Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i> 18/03/2016, 11:20:16	<i>File Name</i> TS_N145_W1_k_1.2.rs3	

Color	
Initial element loading	body force only
Elastic type	isotropic
Young's modulus	20000 MPa
Poisson's ratio	0.3
Failure criterion	Mohr-Coulomb
Peak tensile strength	0 MPa
Residual tensile strength	0 MPa
Peak friction angle	35 degrees
Peak cohesion	10.5 MPa
Material type	Elastic
Piezo to use	None
Ru value	0

Material: H1

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	3800 MPa
Poisson's ratio	0.27
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	10.5 MPa
mb parameter	0.12
s parameter	0.001
a parameter	0.51
Piezo to use	None
Ru value	0


Results

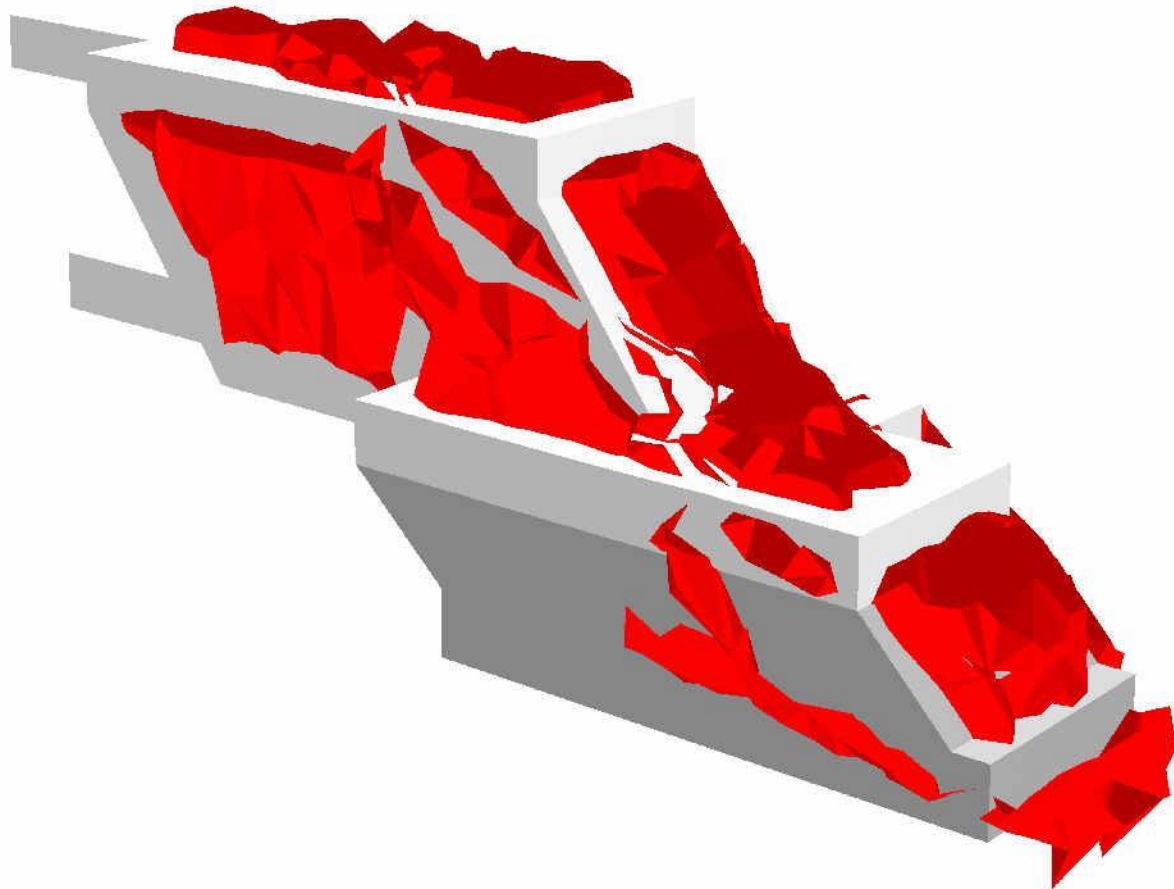
Stage 5

Solid Results

Total Stresses

Data Type	Min	Max
Sigma 1 Total	-0.446932	70.582
Sigma 2 Total	-4.08906	22.4176
Sigma 3 Total	-18.8908	17.1619
Mean Stress Total	-3.42056	34.7587
SigmaXX Total	-8.68067	44.393
SigmaYY Total	-8.76369	29.5561
SigmaZZ Total	-10.8074	43.379

	<i>Project</i>			Modelo Calibracao - TS_N145_W1
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i>	18/03/2016, 11:20:16	<i>File Name</i>	TS_N145_W1_k_1.2.rs3



Solids: Sigma 3 Total
 min (all): -30.7643 MPa
 min (stage): -30.6261 MPa
 -31.0
 -27.9
 -24.8
 -21.7
 -18.6
 -15.5
 -12.4
 -9.3
 -6.2
 -3.1
 0.0
 max (stage): 18.2223 MPa
 max (all): 18.2223 MPa



<i>Project</i>		Modelo Calibracao - TS_N182_E1	
<i>Analysis Description</i>		Isosuperficie Sigma 3 Total	
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	18/03/2016, 11:20:16	<i>File Name</i>	TS_N182_E1_k_1.2.rs3

RS³ Analysis Information

Project Settings

Document Name: TS_N182_E1_k_1.2
 Last saved with RS3 version: 1.018
 Project Title: Project1
 Number of Stages: 4
 Analysis Type: Uncoupled
 Units: Metric, stress as MPa
 Time Units: Years
 Permeability Units: meters/second

Stage Information

#	Name
1	In Situ
2	Exc + Dev
3	CRF
4	Exc2

Orientation

Horizontal Orientation
 Plunge: 0 degrees
 Trend: 0 degrees

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500
 Tolerance: 0.001
 Number of Load Steps: Automatic
 Convergence Type: Absolute Force & Energy
 Tensile Failure: Reduces Shear Strength
 Joint tension reduces joint stiffness by a factor of 0.01
 Tensile failure does not reduce Hoek-Brown tensile strength to zero
 Does not use effective stress analysis

Groundwater

Method: Piezometric Lines
 Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³

Field Stress


Type	Gravity
Ground Surface Elevation: 125 m	Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³
Sigma H1	
K1	1.5 H1/V
Locked-In	0 MPa
Trend (deg)	-75 deg
Plunge (deg)	0 deg
Sigma H2	
K2	1.2 H1/V
Locked-In	0 MPa
Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³	

Slices

#	Name	Size(m)
1	Maciço	40
2	N195_E1	7.5
3	TE	7.5
4	Drift	5
5	TD	7.5
6	Maciço	40

Mesh

Mesh discretization type: graded

	<i>Project</i>			Modelo Calibracao - TS_N182_E1
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i>	18/03/2016, 11:20:16	<i>File Name</i>	TS_N182_E1_k_1.2.rs3


Element type: 10 noded tetrahedron

Mesh Quality


Type	Min	Max
Aspect Ratio	0.740768	60.5475
Min Dihedral Angle	0.883297	68.4762
Max Dihedral Angle	72.394	174.558
Edge Length Ratio	1.0528	63.0818
Volume	0.0412077	47846.2

Material Properties


Material: ORE

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	42000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	1.5
s parameter	0.02
a parameter	0.5
Piezo to use	None
Ru value	0


Material: HW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	22000 MPa
Poisson's ratio	0.23
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	37 MPa
mb parameter	1.83
s parameter	0.007
a parameter	0.5
Piezo to use	None
Ru value	0

Material: FW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	30000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	2
s parameter	0.01
a parameter	0.5
Piezo to use	None
Ru value	0

Material: CRF

	<i>Project</i>			Modelo Calibracao - TS_N182_E1	
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total	
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>	
	<i>Date</i>	18/03/2016, 11:20:16		<i>File Name</i>	TS_N182_E1_k_1.2.rs3

Color	
Initial element loading	body force only
Elastic type	isotropic
Young's modulus	20000 MPa
Poisson's ratio	0.3
Failure criterion	Mohr-Coulomb
Peak tensile strength	0 MPa
Residual tensile strength	0 MPa
Peak friction angle	35 degrees
Peak cohesion	10.5 MPa
Material type	Elastic
Piezo to use	None
Ru value	0

Material: F1

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	7700 MPa
Poisson's ratio	0.26
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	50 MPa
mb parameter	1.36
s parameter	0.002
a parameter	0.51
Piezo to use	None
Ru value	0

Material: H1

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	3800 MPa
Poisson's ratio	0.27
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	10.5 MPa
mb parameter	0.12
s parameter	0.001
a parameter	0.51
Piezo to use	None
Ru value	0


Results

Stage 4

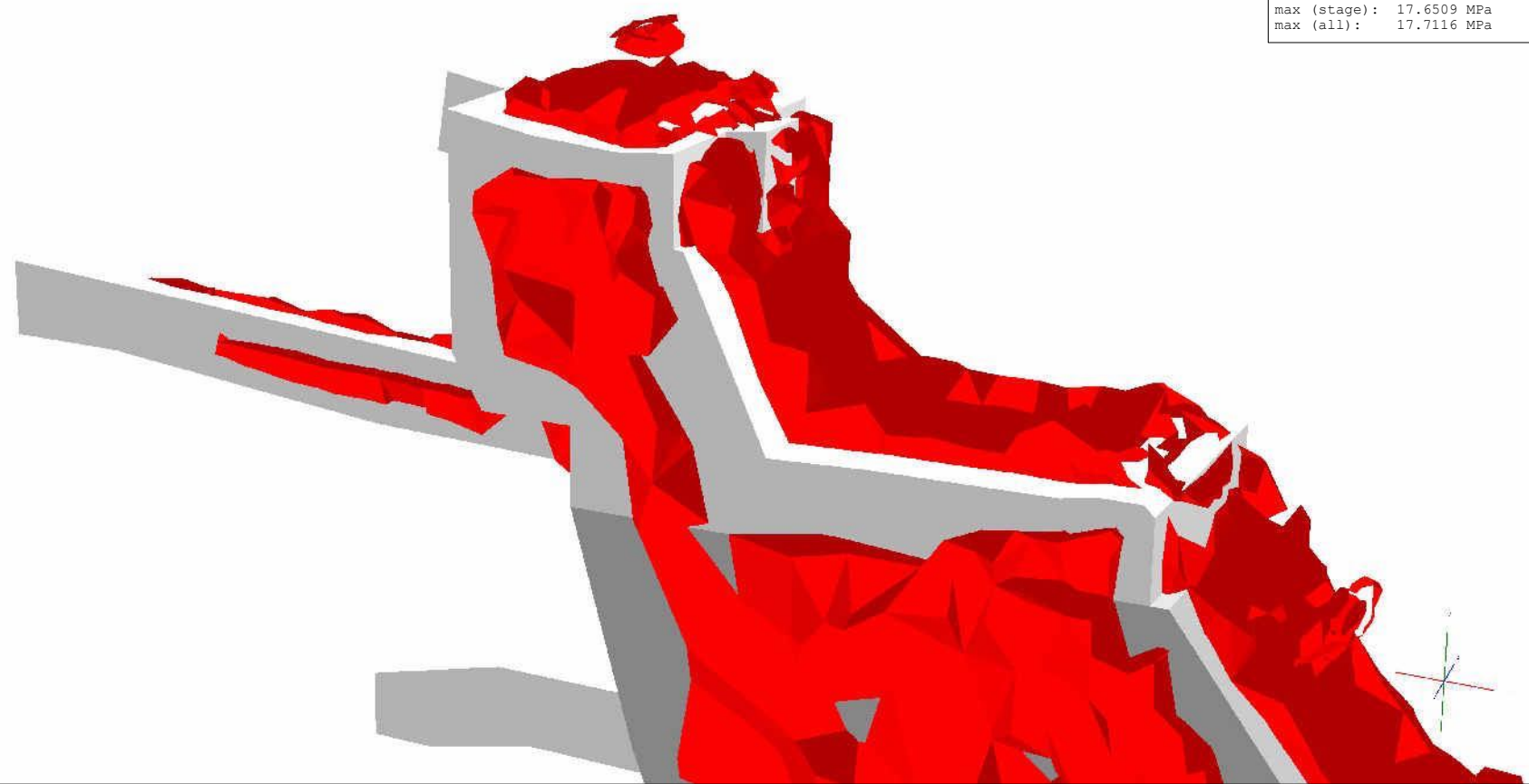
Solid Results

Total Stresses

Data Type	Min	Max
Sigma 1 Total	-2.5413	46.8125
Sigma 2 Total	-11.7379	22.8273
Sigma 3 Total	-30.6261	18.2223
Mean Stress Total	-6.74341	26.9124
SigmaXX Total	-29.4294	34.9554
SigmaYY Total	-8.70451	37.8887
SigmaZZ Total	-13.5891	40.0856

	<i>Project</i>			Modelo Calibracao - TS_N182_E1
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i>	18/03/2016, 11:20:16	<i>File Name</i>	TS_N182_E1_k_1.2.rs3

Solids: Sigma 3 Total
 min (all): -24.2758 MPa
 min (stage): -21.2424 MPa
 -21.60
 -19.44
 -17.28
 -15.12
 -12.96
 -10.80
 -8.64
 -6.48
 -4.32
 -2.16
 0.00
 max (stage): 17.6509 MPa
 max (all): 17.7116 MPa



<i>Project</i>		Modelo calibracao TS_N157_E1	
<i>Analysis Description</i>			
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	24/03/2016, 16:14:34	<i>File Name</i>	TS_N157_E1_k_1.2.rs3

RS³ Analysis Information

Project Settings


Document Name: TS_N157_E1_k_1.2
Last saved with RS3 version: 1.018
Project Title: Project1
Number of Stages: 7
Analysis Type: Uncoupled
Units: Metric, stress as MPa
Time Units: Years
Permeability Units: meters/second

Stage Information

#	Name
1	In Situ
2	Development
3	Excavation
4	CRF
5	Excavation 2
6	CRF 2
7	Excavation 3

Orientation

Horizontal Orientation
Plunge: 0 degrees
Trend: 0 degrees

	<i>Project</i>		
	Modelo calibracao TS_N157_E1		
	<i>Analysis Description</i>		
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	24/03/2016, 16:14:34		<i>File Name</i>
			TS_N157_E1_k_1.2.rs3

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500

Tolerance: 0.001

Number of Load Steps: Automatic

Convergence Type: Absolute Force & Energy

Tensile Failure: Reduces Shear Strength

Joint tension reduces joint stiffness by a factor of 0.01

Tensile failure does not reduce Hoek-Brown tensile strength to zero

Does not use effective stress analysis

Groundwater


Method: Piezometric Lines

Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³

Field Stress

Type	Gravity
Ground Surface Elevation: 125 m	Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³
Sigma H1	
K1	1.5 H1/V
Locked-In	0 MPa
Trend (deg)	-75 deg
Plunge (deg)	0 deg
Sigma H2	
Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m³	
K2	1.2 H1/V
Locked-In	0 MPa

Slices

	<i>Project</i>			Modelo calibracao TS_N157_E1	
	<i>Analysis Description</i>				
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>	
	<i>Date</i>	24/03/2016, 16:14:34		<i>File Name</i>	TS_N157_E1_k_1.2.rs3

#	Name	Size(m)
1	Maciço	40
2	TE	7.5
3	DRIFT	5
4	TD	7.5
5	Maciço	40

Mesh


Mesh discretization type: graded
Element type: 10 noded tetrahedron

Mesh Quality

Type	Min	Max
Aspect Ratio	0.738227	436.493
Min Dihedral Angle	0.637231	69.563
Max Dihedral Angle	71.5239	173.495
Edge Length Ratio	1.03467	37.3151
Volume	0.0138369	11616.2

Material Properties

Material: ORE


	<i>Project</i>			Modelo calibracao TS_N157_E1	
	<i>Analysis Description</i>				
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>	
	<i>Date</i>	24/03/2016, 16:14:34		<i>File Name</i>	TS_N157_E1_k_1.2.rs3


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	42000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	1.5
s parameter	0.02
a parameter	0.5
Piezo to use	None
Ru value	0

Material: HW


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	22000 MPa
Poisson's ratio	0.23
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	37 MPa
mb parameter	1.83
s parameter	0.007
a parameter	0.5
Piezo to use	None
Ru value	0

Material: FW


	<i>Project</i>			Modelo calibracao TS_N157_E1
	<i>Analysis Description</i>			
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i>	24/03/2016, 16:14:34	<i>File Name</i>	TS_N157_E1_k_1.2.rs3


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	30000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	2
s parameter	0.01
a parameter	0.5
Piezo to use	None
Ru value	0

Material: CRF

Color	
Initial element loading	body force only
Elastic type	isotropic
Young's modulus	20000 MPa
Poisson's ratio	0.3
Failure criterion	Mohr-Coulomb
Peak tensile strength	0 MPa
Residual tensile strength	0 MPa
Peak friction angle	35 degrees
Peak cohesion	10.5 MPa
Material type	Elastic
Piezo to use	None
Ru value	0

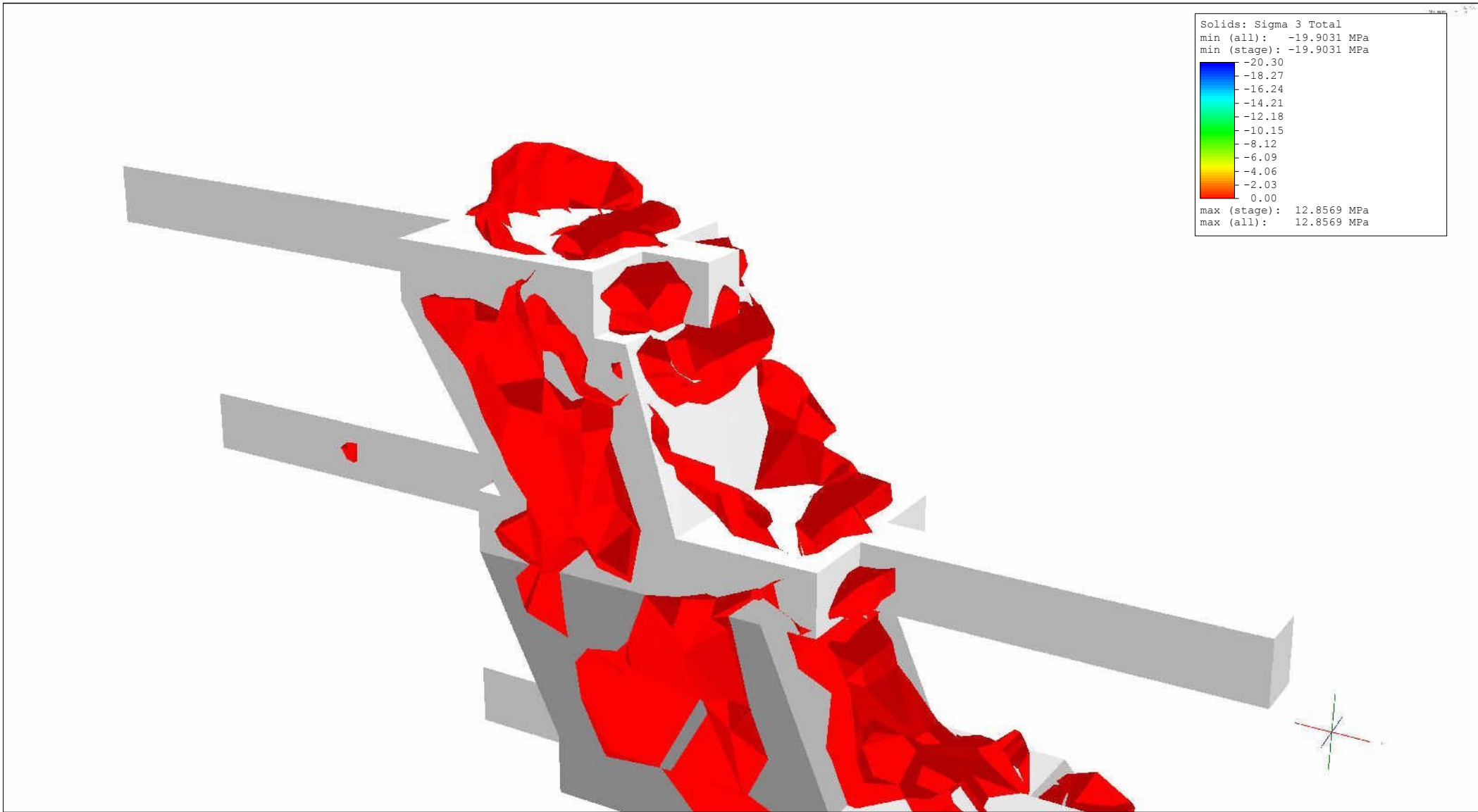
Material: H1


	<i>Project</i>			Modelo calibracao TS_N157_E1		
	<i>Analysis Description</i>					
	<i>Drawn By</i>		Diogo Cordova		<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i>		24/03/2016, 16:14:34		<i>File Name</i>	

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	3800 MPa
Poisson's ratio	0.27
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	10.5 MPa
mb parameter	0.12
s parameter	0.001
a parameter	0.51
Piezo to use	None
Ru value	0



<i>Project</i>		Modelo calibracao TS_N157_E1	
<i>Analysis Description</i>			
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	24/03/2016, 16:14:34	<i>File Name</i>	TS_N157_E1_k_1.2.rs3



	<i>Project</i>		
	Modelo calibracao TS_N145_W3		
	<i>Analysis Description</i>		
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>
<i>Date</i>	28/03/2016, 13:05:44	<i>Company</i>	<i>File Name</i>
			TS_N145_W3_k_1.2.rs3

RS³ Analysis Information

Project Settings

Document Name: TS_N145_W3_k_1.2
Last saved with RS3 version: 1.018
Project Title: Project1
Number of Stages: 5
Analysis Type: Uncoupled
Units: Metric, stress as MPa
Time Units: Years
Permeability Units: meters/second

Stage Information


#	Name
1	In Situ
2	Dev
3	Excavation
4	CRF
5	Excavation

Orientation

Horizontal Orientation
Plunge: 0 degrees
Trend: 0 degrees

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500

 RS3 1.020	<i>Project</i>			
	Modelo calibracao TS_N145_W3			
	<i>Analysis Description</i>			
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	28/03/2016, 13:05:44		<i>File Name</i>	TS_N145_W3_k_1.2.rs3

Tolerance: 0.001

Number of Load Steps: Automatic

Convergence Type: Absolute Force & Energy

Tensile Failure: Reduces Shear Strength

Joint tension reduces joint stiffness by a factor of 0.01

Tensile failure does not reduce Hoek-Brown tensile strength to zero

Does not use effective stress analysis

Groundwater


Method: Piezometric Lines

Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³

Field Stress

Type	Gravity
Ground Surface Elevation: 125 m	Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³
Sigma H1	
K1	1.5 H1/V
Locked-In	0 MPa
Trend (deg)	-75 deg
Plunge (deg)	0 deg
Sigma H2	
Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m³	
K2	1.2 H1/V
Locked-In	0 MPa

Slices

	<i>Project</i>			Modelo calibracao TS_N145_W3	
	<i>Analysis Description</i>				
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>	
	<i>Date</i>	28/03/2016, 13:05:44		<i>File Name</i>	TS_N145_W3_k_1.2.rs3

#	Name	Size(m)
1	Maciço	40
2	TE	7.5
3	DRIFT	5
4	TD	7.5
5	Maciço	40

Mesh


Mesh discretization type: graded
Element type: 10 noded tetrahedron

Mesh Quality

Type	Min	Max
Aspect Ratio	0.737261	32.4731
Min Dihedral Angle	1.39154	69.3054
Max Dihedral Angle	71.748	168.166
Edge Length Ratio	1.03035	36.8653
Volume	0.0297895	16478.8

Material Properties

Material: ORE


	<i>Project</i>			Modelo calibracao TS_N145_W3	
	<i>Analysis Description</i>				
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>	
	<i>Date</i>	28/03/2016, 13:05:44		<i>File Name</i>	TS_N145_W3_k_1.2.rs3


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	42000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	1.5
s parameter	0.02
a parameter	0.5
Piezo to use	None
Ru value	0

Material: HW


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	22000 MPa
Poisson's ratio	0.23
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	37 MPa
mb parameter	1.83
s parameter	0.007
a parameter	0.5
Piezo to use	None
Ru value	0

Material: FW


	<i>Project</i>			Modelo calibracao TS_N145_W3	
	<i>Analysis Description</i>				
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>	
	<i>Date</i>	28/03/2016, 13:05:44		<i>File Name</i>	TS_N145_W3_k_1.2.rs3


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	30000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	2
s parameter	0.01
a parameter	0.5
Piezo to use	None
Ru value	0

Material: CRF

Color	
Initial element loading	body force only
Elastic type	isotropic
Young's modulus	20000 MPa
Poisson's ratio	0.3
Failure criterion	Mohr-Coulomb
Peak tensile strength	0 MPa
Residual tensile strength	0 MPa
Peak friction angle	35 degrees
Peak cohesion	10.5 MPa
Material type	Elastic
Piezo to use	None
Ru value	0

Material: H1

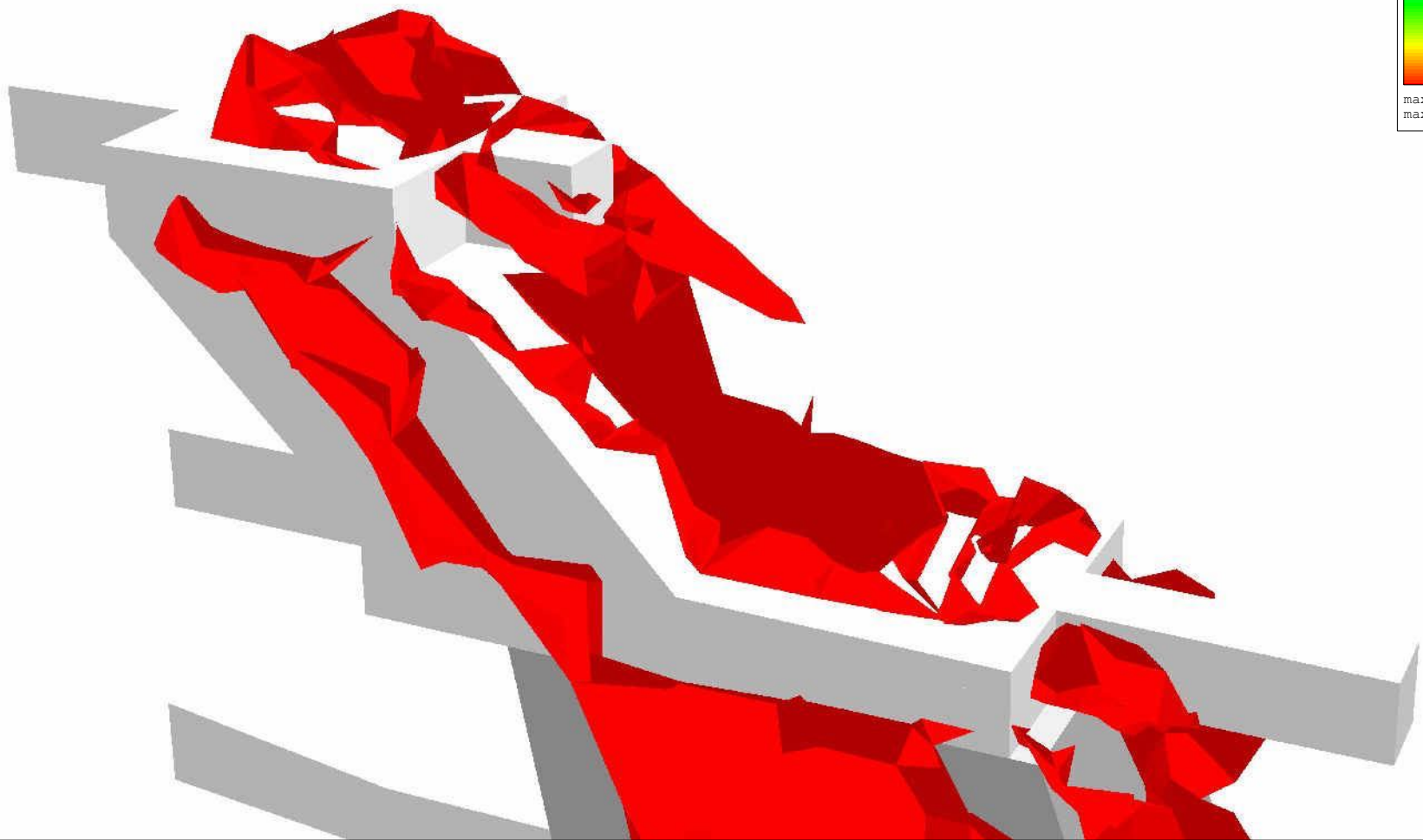
	<i>Project</i>			Modelo calibracao TS_N145_W3
	<i>Analysis Description</i>			
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i>	28/03/2016, 13:05:44	<i>File Name</i>	TS_N145_W3_k_1.2.rs3

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	3800 MPa
Poisson's ratio	0.27
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	10.5 MPa
mb parameter	0.12
s parameter	0.001
a parameter	0.51
Piezo to use	None
Ru value	0



<i>Project</i>		Modelo calibracao TS_N145_W3	
<i>Analysis Description</i>			
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	28/03/2016, 13:05:44	<i>File Name</i>	TS_N145_W3_k_1.2.rs3

Solids: Sigma 3 Total
 min (all): -41.7798 MPa
 min (stage): -18.7599 MPa
 -18.90
 -17.01
 -15.12
 -13.23
 -11.34
 -9.45
 -7.56
 -5.67
 -3.78
 -1.89
 0.00
 max (stage): 13.9262 MPa
 max (all): 14.049 MPa



<i>Project</i>		Modelo calibracao TS_N145_E0	
<i>Analysis Description</i>			
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	28/03/2016, 08:38:30	<i>File Name</i>	TS_N145_E0_k_1.2.rs3

RS³ Analysis Information

Project Settings

Document Name: TS_N145_E0_k_1.2
Last saved with RS3 version: 1.018
Project Title: Project1
Number of Stages: 5
Analysis Type: Uncoupled
Units: Metric, stress as MPa
Time Units: Years
Permeability Units: meters/second

Stage Information


#	Name
1	In Situ
2	Dev
3	Extraction
4	CRF
5	Extraction 2

Orientation

Horizontal Orientation
Plunge: 0 degrees
Trend: 0 degrees

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500

	<i>Project</i>		
	Modelo calibracao TS_N145_E0		
	<i>Analysis Description</i>		
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	28/03/2016, 08:38:30		<i>File Name</i>
			TS_N145_E0_k_1.2.rs3

Tolerance: 0.001

Number of Load Steps: Automatic

Convergence Type: Absolute Force & Energy

Tensile Failure: Reduces Shear Strength

Joint tension reduces joint stiffness by a factor of 0.01

Tensile failure does not reduce Hoek-Brown tensile strength to zero

Does not use effective stress analysis

Groundwater


Method: Piezometric Lines

Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³

Field Stress

Type	Gravity
Ground Surface Elevation: 125 m	Unit Weight of Overburden: 0.027 MN/m ³
Sigma H1	
K1	1.5 H1/V
Locked-In	0 MPa
Trend (deg)	-75 deg
Plunge (deg)	0 deg
Sigma H2	
Unit Weight of Overburden: 0.027 MN/m³	
K2	1.2 H1/V
Locked-In	0 MPa

Slices

	<i>Project</i>			Modelo calibracao TS_N145_E0	
	<i>Analysis Description</i>				
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>	
	<i>Date</i>	28/03/2016, 08:38:30		<i>File Name</i>	TS_N145_E0_k_1.2.rs3

#	Name	Size(m)
1	Maciço	40
2	TE	7.5
3	DRIFT	5
4	TD	7.5
5	Maciço	40

Mesh


Mesh discretization type: graded
Element type: 10 noded tetrahedron

Mesh Quality

Type	Min	Max
Aspect Ratio	0.744089	96.9848
Min Dihedral Angle	0.552954	68.0631
Max Dihedral Angle	72.06	174.272
Edge Length Ratio	1.04921	76.3673
Volume	0.0120476	21334.1

Material Properties

Material: ORE


	<i>Project</i>			Modelo calibracao TS_N145_E0		
	<i>Analysis Description</i>					
	<i>Drawn By</i>		Diogo Cordova		<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i>			28/03/2016, 08:38:30		<i>File Name</i>


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	42000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	1.5
s parameter	0.02
a parameter	0.5
Piezo to use	None
Ru value	0

Material: HW


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	22000 MPa
Poisson's ratio	0.23
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	37 MPa
mb parameter	1.83
s parameter	0.007
a parameter	0.5
Piezo to use	None
Ru value	0

Material: FW


	<i>Project</i>			Modelo calibracao TS_N145_E0
	<i>Analysis Description</i>			
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i>	28/03/2016, 08:38:30	<i>File Name</i>	TS_N145_E0_k_1.2.rs3


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	30000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	2
s parameter	0.01
a parameter	0.5
Piezo to use	None
Ru value	0

Material: CRF

Color	
Initial element loading	body force only
Elastic type	isotropic
Young's modulus	20000 MPa
Poisson's ratio	0.3
Failure criterion	Mohr-Coulomb
Peak tensile strength	0 MPa
Residual tensile strength	0 MPa
Peak friction angle	35 degrees
Peak cohesion	10.5 MPa
Material type	Elastic
Piezo to use	None
Ru value	0

Material: H1

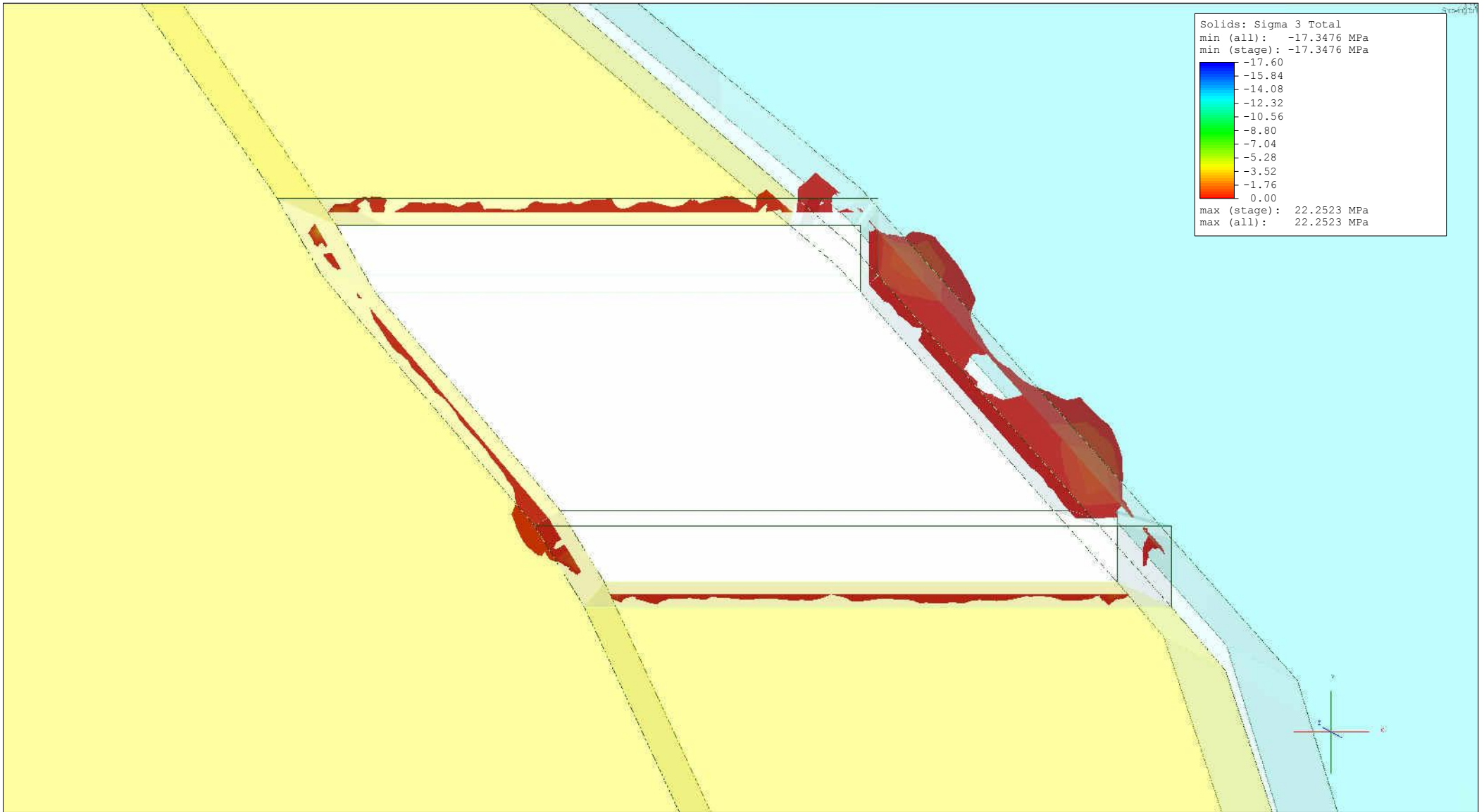
	<i>Project</i>			Modelo calibracao TS_N145_E0	
	<i>Analysis Description</i>				
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>	
	<i>Date</i>	28/03/2016, 08:38:30		<i>File Name</i>	TS_N145_E0_k_1.2.rs3


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	3800 MPa
Poisson's ratio	0.27
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	10.5 MPa
mb parameter	0.12
s parameter	0.001
a parameter	0.51
Piezo to use	None
Ru value	0



<i>Project</i>		Modelo calibracao TS_N145_E0	
<i>Analysis Description</i>			
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	28/03/2016, 08:38:30	<i>File Name</i>	TS_N145_E0_k_1.2.rs3

APÊNDICE D – Modelos do estado de tensões



	Project			Modelo Categoria 1
	Analysis Description			Isosuperficie Sigma 3 Total
	Drawn By	Diogo Cordova	Scale	Company
	Date	08/01/2016, 14:22:59	File Name	Model_Cat_1.rs3

RS³ Analysis Information

Project Settings

Document Name: Model_Cat_1
 Last saved with RS3 version: 1.018
 Project Title: Modelo Categoria 1
 Analysis: Isosuperficie Sigma 3 Total
 Author: Diogo Cordova
 Number of Stages: 2
 Analysis Type: Uncoupled
 Units: Metric, stress as MPa
 Time Units: Years
 Permeability Units: meters/second

Stage Information

#	Name
1	in situ
2	Excavation

Orientation

Horizontal Orientation
 Plunge: 0 degrees
 Trend: 0 degrees

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500
 Tolerance: 0.001
 Number of Load Steps: Automatic
 Convergence Type: Absolute Force ϵ Energy
 Tensile Failure: Reduces Shear Strength
 Joint tension reduces joint stiffness by a factor of 0.01
 Tensile failure does not reduce Hoek-Brown tensile strength to zero
 Does not use effective stress analysis

Groundwater

Method: None
 Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³

Field Stress


Type	Gravity
Ground Surface Elevation: 125 m	Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³
Sigma H1	
K1	1.5 H1/V
Locked-in	0 MPa
Trend (deg)	-75 deg
Plunge (deg)	0 deg
Sigma H2	
K2	1.2 H1/V
Locked-in	0 MPa
Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³	

Slices

#	Name	Size(m)
1	Maciço	100
2	Stope P	20
3	Stope S	20
4	Stope P	20
5	Maciço	100

Mesh

Mesh discretization type: graded
 Element type: 10 noded tetrahedron


	<i>Project</i>			Modelo Categoria 1
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>
				Model_Cat_1.rs3

Mesh Quality


Type	Min	Max
Aspect Ratio	0.734278	290.554
Min Dihedral Angle	0.418232	70.0984
Max Dihedral Angle	71.5089	174.855
Edge Length Ratio	1.013	123.369
Volume	0.00190715	50990.5

Material Properties


Material: ORE

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	42000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	1.5
s parameter	0.02
a parameter	0.5


Material: HW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	22000 MPa
Poisson's ratio	0.23
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	37 MPa
mb parameter	1.83
s parameter	0.007
a parameter	0.5


Material: FW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	30000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	2
s parameter	0.01
a parameter	0.5

Material: F1

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	7700 MPa
Poisson's ratio	0.26
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	50 MPa
mb parameter	1.36
s parameter	0.002
a parameter	0.51

Material: H1

 RS3 1.018	<i>Project</i>			Modelo Categoria 1	
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total	
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>	
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>	Model_Cat_1.rs3

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	3800 MPa
Poisson's ratio	0.27
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	10.5 MPa
mb parameter	0.12
s parameter	0.001
a parameter	0.51

Results

Stage 1

Solid Results

Total Stresses

Data Type	Min	Max
Sigma 1 Total	7.03709	16.4785
Sigma 2 Total	5.62889	13.1836
Sigma 3 Total	4.67112	11.0196
Mean Stress Total	5.78313	13.5518
SigmaXX Total	6.94275	16.2578
SigmaYY Total	4.67126	11.0198
SigmaZZ Total	5.72322	13.4043

Stage 2

Solid Results

Total Stresses

Data Type	Min	Max
Sigma 1 Total	3.78843	77.4647
Sigma 2 Total	-0.855959	31.3173
Sigma 3 Total	-17.3476	22.2523
Mean Stress Total	1.08072	43.2451
SigmaXX Total	-2.81011	52.6141
SigmaYY Total	-9.22714	43.1119
SigmaZZ Total	-17.0174	62.0343



RS3 1.018

Project

Modelo Categoria 1

Analysis Description

Isosuperficie Sigma 3 Total

Drawn By

Diogo Cordova

Scale

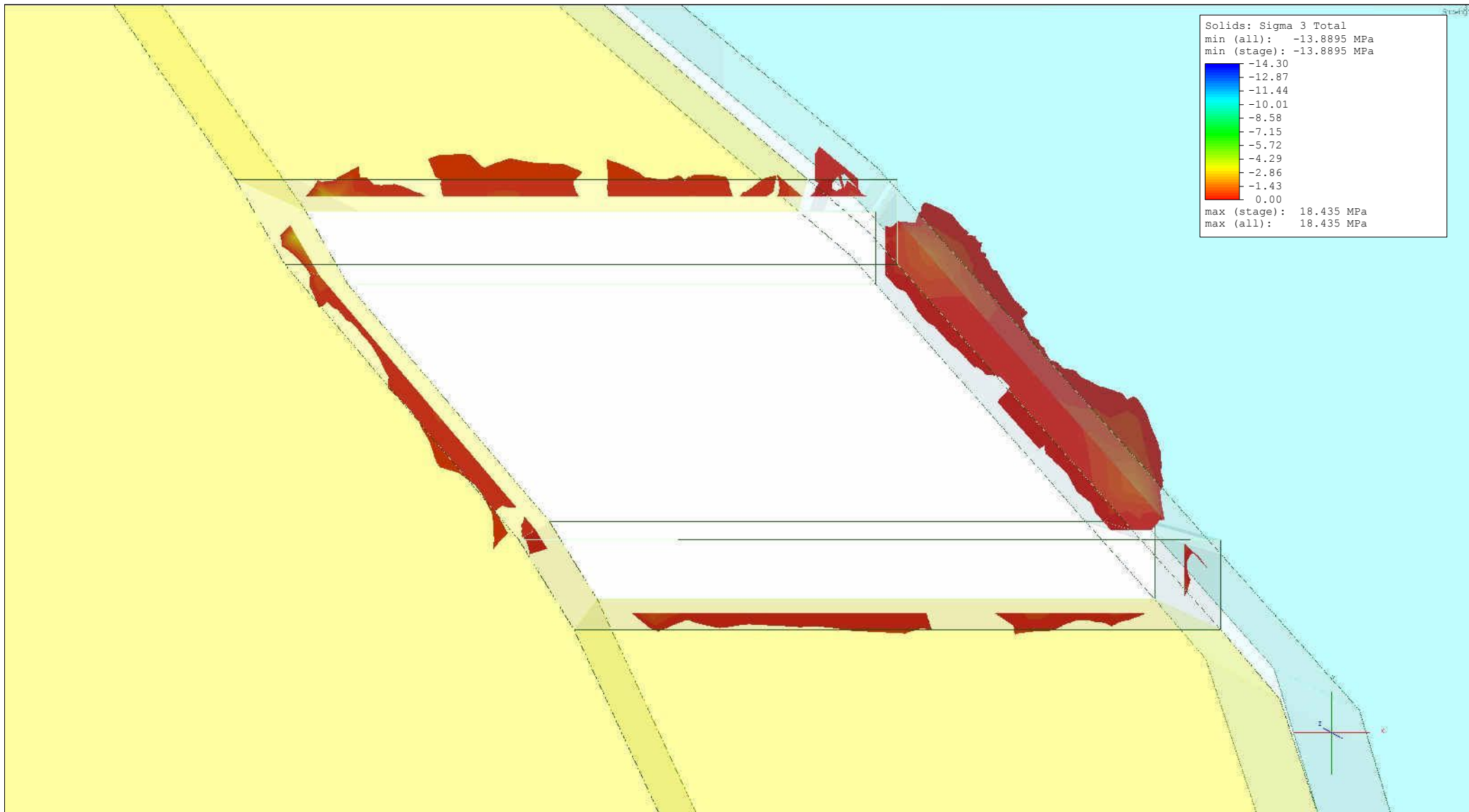
Company


Date

08/01/2016, 14:22:59

File Name

Model_Cat_1.rs3



	<i>Project</i>			Modelo Categoria 2	
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total	
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>	
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>	Model_Cat_2.rs3

RS³ Analysis Information

Project Settings

Document Name: Model_Cat_2
 Last saved with RS3 version: 1.018
 Project Title: Modelo Categoria 2
 Analysis: Isosuperficie Sigma 3 Total
 Author: Diogo Cordova
 Number of Stages: 4
 Analysis Type: Uncoupled
 Units: Metric, stress as MPa
 Time Units: Years
 Permeability Units: meters/second

Stage Information

#	Name
1	in situ
2	Excavation 1
3	CRF
4	Excavation 2

Orientation

Horizontal Orientation
 Plunge: 0 degrees
 Trend: 0 degrees

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500
 Tolerance: 0.001
 Number of Load Steps: Automatic
 Convergence Type: Absolute Force & Energy
 Tensile Failure: Reduces Shear Strength
 Joint tension reduces joint stiffness by a factor of 0.01
 Tensile failure does not reduce Hoek-Brown tensile strength to zero
 Does not use effective stress analysis

Groundwater

Method: None
 Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³


Field Stress

Type	Gravity
Ground Surface Elevation: 125 m	Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³
Sigma H1	
K1	1.5 H1/V
Locked-in	0 MPa
Trend (deg)	-75 deg
Plunge (deg)	0 deg
Sigma H2	
K2	1.2 H1/V
Locked-in	0 MPa
Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³	

Slices

#	Name	Size(m)
1	Maciço	100
2	Stope P	20
3	Stope S	20
4	Stope P	20
5	Maciço	100

Mesh

	<i>Project</i>			Modelo Categoria 2
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>
RS3 1.018				Model_Cat_2.rs3

Mesh discretization type: graded
 Element type: 10 noded tetrahedron

Mesh Quality

Type	Min	Max
Aspect Ratio	0.736859	81.1933
Min Dihedral Angle	0.526859	70.0533
Max Dihedral Angle	70.9391	169.05
Edge Length Ratio	1.01555	150.229
Volume	0.00214902	46125.1

Material Properties

Material: ORE

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	42000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	1.5
s parameter	0.02
a parameter	0.5

Material: HW


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	22000 MPa
Poisson's ratio	0.23
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	37 MPa
mb parameter	1.83
s parameter	0.007
a parameter	0.5

Material: FW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	30000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	2
s parameter	0.01
a parameter	0.5

Material: CRF

Color	
Initial element loading	body force only
Elastic type	isotropic
Young's modulus	20000 MPa
Poisson's ratio	0.3
Failure criterion	Mohr-Coulomb
Peak tensile strength	0 MPa
Residual tensile strength	0 MPa
Peak friction angle	35 degrees
Peak cohesion	10.5 MPa
Material type	Elastic

	<i>Project</i>			Modelo Categoria 2
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_Cat_2.rs3

Material: F1

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	7700 MPa
Poisson's ratio	0.26
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	50 MPa
mb parameter	1.36
s parameter	0.002
a parameter	0.51

Material: H1


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	3800 MPa
Poisson's ratio	0.27
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	10.5 MPa
mb parameter	0.12
s parameter	0.001
a parameter	0.51

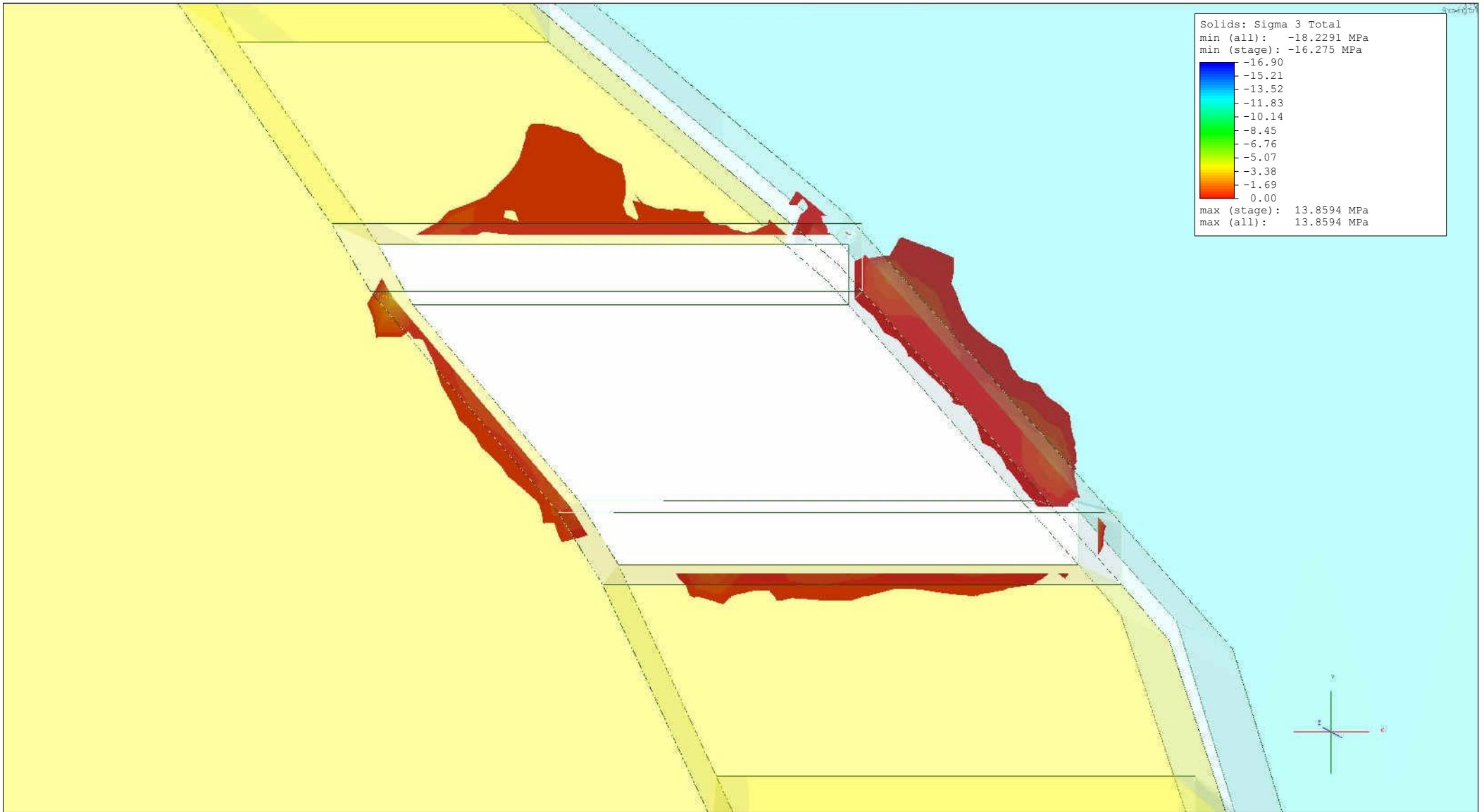
Results**Stage 1****Solid Results****Total Stresses**


Data Type	Min	Max
Sigma 1 Total	7.03743	16.4757
Sigma 2 Total	5.62923	13.182
Sigma 3 Total	4.67379	11.0121
Mean Stress Total	5.78367	13.5472
SigmaXX Total	6.94309	16.2549
SigmaYY Total	4.67408	11.0126
SigmaZZ Total	5.72356	13.4028

Stage 4**Solid Results****Total Stresses**

Data Type	Min	Max
Sigma 1 Total	-1.94409	52.9283
Sigma 2 Total	-4.79195	24.5869
Sigma 3 Total	-13.8895	18.435
Mean Stress Total	-4.65829	30.9335
SigmaXX Total	-4.5652	34.4726
SigmaYY Total	-5.82686	35.4215
SigmaZZ Total	-12.9607	43.7311

	<i>Project</i>			Modelo Categoria 2		
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total		
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>		
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>	Model_Cat_2.rs3	



	<i>Project</i>			Modelo Categoria 3	
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total	
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>	
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>	Model_Cat_3.rs3

RS³ Analysis Information

Project Settings

Document Name: Model_Cat_3
 Last saved with RS3 version: 1.018
 Project Title: Modelo Categoria 3
 Analysis: Isosuperficie Sigma 3 Total
 Author: Diogo Cordova
 Number of Stages: 6
 Analysis Type: Uncoupled
 Units: Metric, stress as MPa
 Time Units: Years
 Permeability Units: meters/second

Stage Information

#	Name
1	in situ
2	Excavation 1
3	CRF
4	Excavation 2
5	CRF
6	Excavation 3

Orientation

Horizontal Orientation
 Plunge: 0 degrees
 Trend: 0 degrees

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500
 Tolerance: 0.001
 Number of Load Steps: Automatic
 Convergence Type: Absolute Force & Energy
 Tensile Failure: Reduces Shear Strength
 Joint tension reduces joint stiffness by a factor of 0.01
 Tensile failure does not reduce Hoek-Brown tensile strength to zero
 Does not use effective stress analysis

Groundwater


Method: None
 Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³

Field Stress

Type	Gravity
Ground Surface Elevation: 125 m	Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³
Sigma H1	
K1	1.5 H1/V
Locked-In	0 MPa
Trend (deg)	-75 deg
Plunge (deg)	0 deg
Sigma H2	
K2	1.2 H1/V
Locked-In	0 MPa
Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³	

Slices

#	Name	Size(m)
1	Maciço	100
2	Stope P	20
3	Stope S	20
4	Stope P	20
5	Maciço	100

	<i>Project</i>		
	Modelo Categoria 3		
	<i>Analysis Description</i>		
	Isosuperficie Sigma 3 Total		
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>
			Model_Cat_3.rs3

Mesh


Mesh discretization type: graded
Element type: 10 noded tetrahedron

Mesh Quality


Type	Min	Max
Aspect Ratio	0.738966	96.7133
Min Dihedral Angle	0.510663	68.507
Max Dihedral Angle	71.7603	168.806
Edge Length Ratio	1.03129	118.979
Volume	0.00381429	65846.9

Material Properties


Material: ORE

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	42000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	1.5
s parameter	0.02
a parameter	0.5


Material: HW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	22000 MPa
Poisson's ratio	0.23
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	37 MPa
mb parameter	1.83
s parameter	0.007
a parameter	0.5

Material: FW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	30000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	2
s parameter	0.01
a parameter	0.5

Material: CRF

	<i>Project</i>			Modelo Categoria 3	
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total	
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>	
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>	Model_Cat_3.rs3

Color	
Initial element loading	body force only
Elastic type	isotropic
Young's modulus	20000 MPa
Poisson's ratio	0.3
Failure criterion	Mohr-Coulomb
Peak tensile strength	0 MPa
Residual tensile strength	0 MPa
Peak friction angle	35 degrees
Peak cohesion	10.5 MPa
Material type	Elastic

Material: F1

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	7700 MPa
Poisson's ratio	0.26
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	50 MPa
mb parameter	1.36
s parameter	0.002
a parameter	0.51

Material: H1

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	3800 MPa
Poisson's ratio	0.27
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	10.5 MPa
mb parameter	0.12
s parameter	0.001
a parameter	0.51


Results

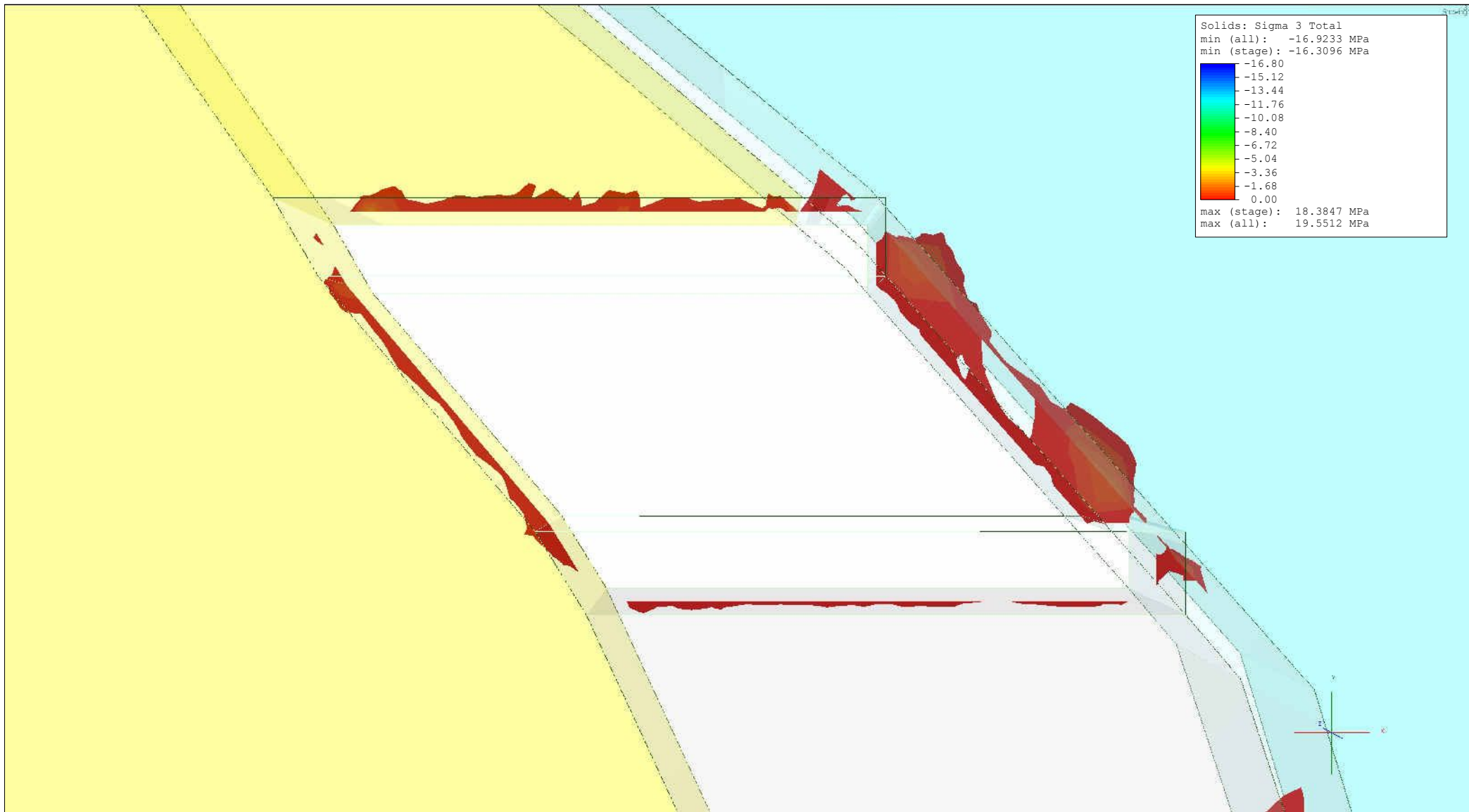
Stage 6


Solid Results

Total Stresses

Data Type	Min	Max
Sigma 1 Total	-6.31846	59.3918
Sigma 2 Total	-10.6893	25.7909
Sigma 3 Total	-16.275	13.8594
Mean Stress Total	-11.0943	23.9761
SigmaXX Total	-8.52432	37.8953
SigmaYY Total	-13.2961	40.4899
SigmaZZ Total	-15.5778	41.7231

	<i>Project</i>			Modelo Categoria 3
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_Cat_3.rs3



	Project			Modelo Categoria 4		
	Analysis Description			Isosuperficie Sigma 3 Total		
	Drawn By	Diogo Cordova	Scale	Company		
	Date	08/01/2016, 14:22:59		File Name	Model_Cat_4.rs3	

RS³ Analysis Information

Project Settings

Document Name: Model_Cat_4
 Last saved with RS3 version: 1.018
 Project Title: Modelo Categoria 4
 Analysis: Isosuperficie Sigma 3 Total
 Author: Diogo Cordova
 Number of Stages: 4
 Analysis Type: Uncoupled
 Units: Metric, stress as MPa
 Time Units: Years
 Permeability Units: meters/second

Stage Information

#	Name
1	in situ
2	Excavation 1
3	CRF
4	Excavation 2

Orientation

Horizontal Orientation
 Plunge: 0 degrees
 Trend: 0 degrees

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500
 Tolerance: 0.001
 Number of Load Steps: Automatic
 Convergence Type: Absolute Force & Energy
 Tensile Failure: Reduces Shear Strength
 Joint tension reduces joint stiffness by a factor of 0.01
 Tensile failure does not reduce Hoek-Brown tensile strength to zero
 Does not use effective stress analysis

Groundwater

Method: None
 Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³


Field Stress

Type	Gravity
Ground Surface Elevation: 125 m	Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³
Sigma H1	
K1	1.5 H1/V
Locked-in	0 MPa
Trend (deg)	-75 deg
Plunge (deg)	0 deg
Sigma H2	
K2	1.2 H1/V
Locked-in	0 MPa
Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³	

Slices

#	Name	Size(m)
1	Maciço	100
2	Stope P	20
3	Stope S	20
4	Stope P	20
5	Maciço	100

Mesh

	<i>Project</i>			Modelo Categoria 4
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>
RS3 1.018				Model_Cat_4.rs3


Mesh discretization type: graded
 Element type: 10 noded tetrahedron

Mesh Quality


Type	Min	Max
Aspect Ratio	0.736218	78.909
Min Dihedral Angle	0.534487	70.0465
Max Dihedral Angle	71.4232	174.365
Edge Length Ratio	1.01809	118.979
Volume	0.00214902	44010.6

Material Properties


Material: ORE

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	42000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	1.5
s parameter	0.02
a parameter	0.5


Material: HW


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	22000 MPa
Poisson's ratio	0.23
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	37 MPa
mb parameter	1.83
s parameter	0.007
a parameter	0.5

Material: FW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	30000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	2
s parameter	0.01
a parameter	0.5

Material: CRF

Color	
Initial element loading	body force only
Elastic type	isotropic
Young's modulus	20000 MPa
Poisson's ratio	0.3
Failure criterion	Mohr-Coulomb
Peak tensile strength	0 MPa
Residual tensile strength	0 MPa
Peak friction angle	35 degrees
Peak cohesion	10.5 MPa
Material type	Elastic

	<i>Project</i> Modelo Categoria 4		
	<i>Analysis Description</i> Isosuperficie Sigma 3 Total		
	<i>Drawn By</i> Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i> 08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i> Model_Cat_4.rs3	

Material: F1


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	7700 MPa
Poisson's ratio	0.26
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	50 MPa
mb parameter	1.36
s parameter	0.002
a parameter	0.51

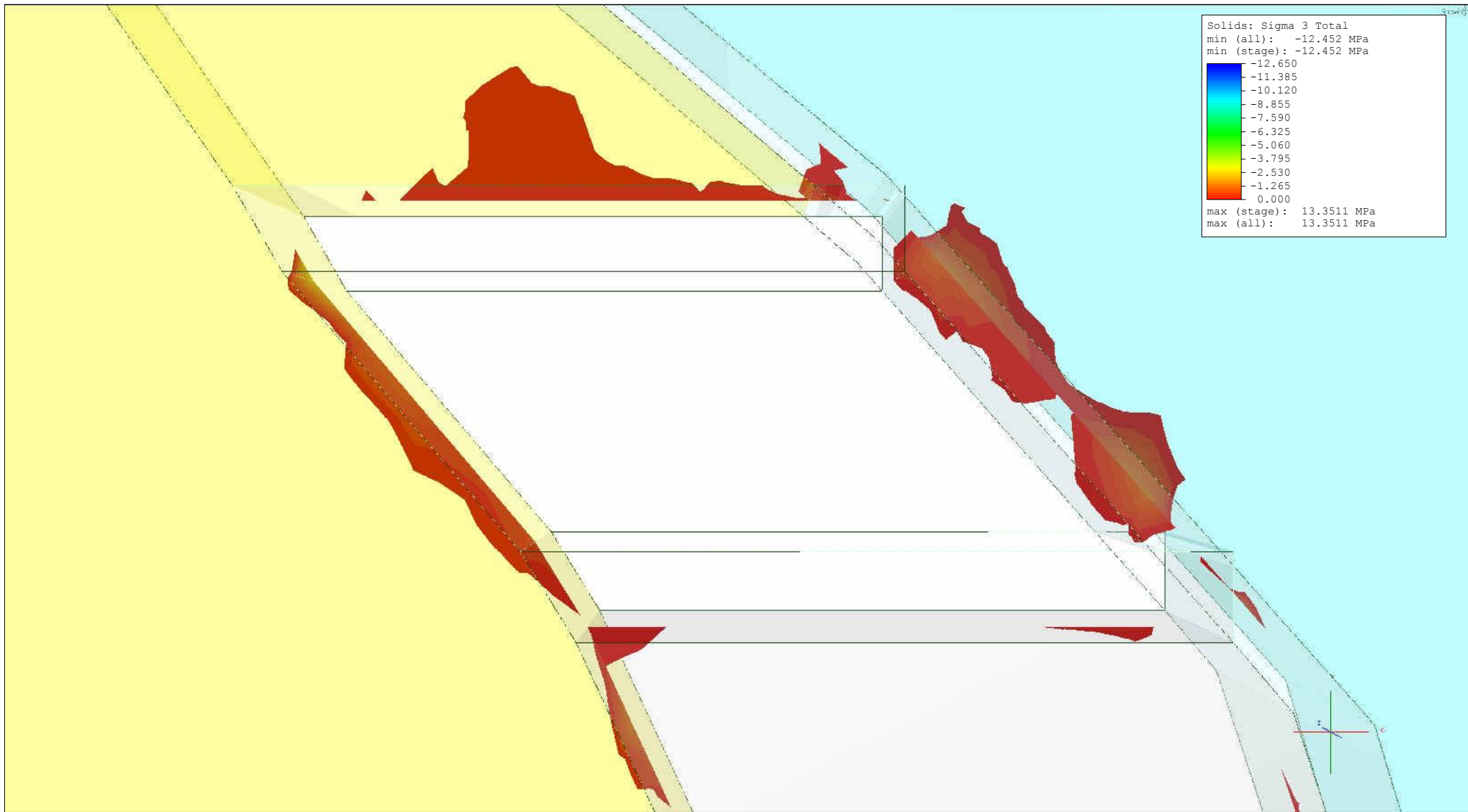
Material: H1


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	3800 MPa
Poisson's ratio	0.27
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	10.5 MPa
mb parameter	0.12
s parameter	0.001
a parameter	0.51

Results**Stage 4****Solid Results****Total Stresses**

Data Type	Min	Max
Sigma 1 Total	0.199819	79.8102
Sigma 2 Total	-1.88828	35.3763
Sigma 3 Total	-16.3096	18.3847
Mean Stress Total	0.111433	39.8214
SigmaXX Total	-3.56277	46.9994
SigmaYY Total	-12.0997	36.135
SigmaZZ Total	-15.7155	71.232

	<i>Project</i>			Modelo Categoria 4		
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total		
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>		
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>	Model_Cat_4.rs3	



	Project			Modelo Categoria 5	
	Analysis Description			Isosuperficie Sigma 3 Total	
	Drawn By	Diogo Cordova	Scale	Company	
	Date	08/01/2016, 14:22:59		File Name	Model_Cat_5.rs3

RS³ Analysis Information

Project Settings

Document Name: Model_Cat_5
 Last saved with RS3 version: 1.018
 Project Title: Modelo Categoria 5
 Analysis: Isosuperficie Sigma 3 Total
 Author: Diogo Cordova
 Number of Stages: 8
 Analysis Type: Uncoupled
 Units: Metric, stress as MPa
 Time Units: Years
 Permeability Units: meters/second

Stage Information

#	Name
1	in situ
2	Excavation 1
3	CRF
4	Excavation 2
5	CRF
6	Excavation 3
7	CRF
8	Excavation 4

Orientation

Horizontal Orientation
 Plunge: 0 degrees
 Trend: 0 degrees

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500
 Tolerance: 0.001
 Number of Load Steps: Automatic
 Convergence Type: Absolute Force & Energy
 Tensile Failure: Reduces Shear Strength
 Joint tension reduces joint stiffness by a factor of 0.01
 Tensile failure does not reduce Hoek-Brown tensile strength to zero
 Does not use effective stress analysis


Groundwater

Method: None
 Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³

Field Stress

Type	Gravity
Ground Surface Elevation: 125 m	Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³
	Sigma H1
K1	1.5 H1/V
Locked-In	0 MPa
Trend (deg)	-75 deg
Plunge (deg)	0 deg
	Sigma H2
K2	1.2 H1/V
Locked-In	0 MPa
	Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³

Slices

	<i>Project</i>			Modelo Categoria 5
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_Cat_5.rs3

#	Name	Size(m)
1	Maciço	100
2	Stope P	20
3	Stope S	20
4	Stope P	20
5	Maciço	100

Mesh


Mesh discretization type: graded
Element type: 10 noded tetrahedron

Mesh Quality


Type	Min	Max
Aspect Ratio	0.735427	179.738
Min Dihedral Angle	0.181334	68.6765
Max Dihedral Angle	72.5305	173.655
Edge Length Ratio	1.03485	177.887
Volume	0.00762858	51368.4

Material Properties


Material: ORE

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	42000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	1.5
s parameter	0.02
a parameter	0.5


Material: HW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	22000 MPa
Poisson's ratio	0.23
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	37 MPa
mb parameter	1.83
s parameter	0.007
a parameter	0.5

Material: FW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	30000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	2
s parameter	0.01
a parameter	0.5

Material: CRF

	<i>Project</i>			Modelo Categoria 5
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_Cat_5.rs3

Color	
Initial element loading	body force only
Elastic type	isotropic
Young's modulus	20000 MPa
Poisson's ratio	0.3
Failure criterion	Mohr-Coulomb
Peak tensile strength	0 MPa
Residual tensile strength	0 MPa
Peak friction angle	35 degrees
Peak cohesion	10.5 MPa
Material type	Elastic

Material: F1

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	7700 MPa
Poisson's ratio	0.26
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	50 MPa
mb parameter	1.36
s parameter	0.002
a parameter	0.51

Material: H1

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	3800 MPa
Poisson's ratio	0.27
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	10.5 MPa
mb parameter	0.12
s parameter	0.001
a parameter	0.51


Results

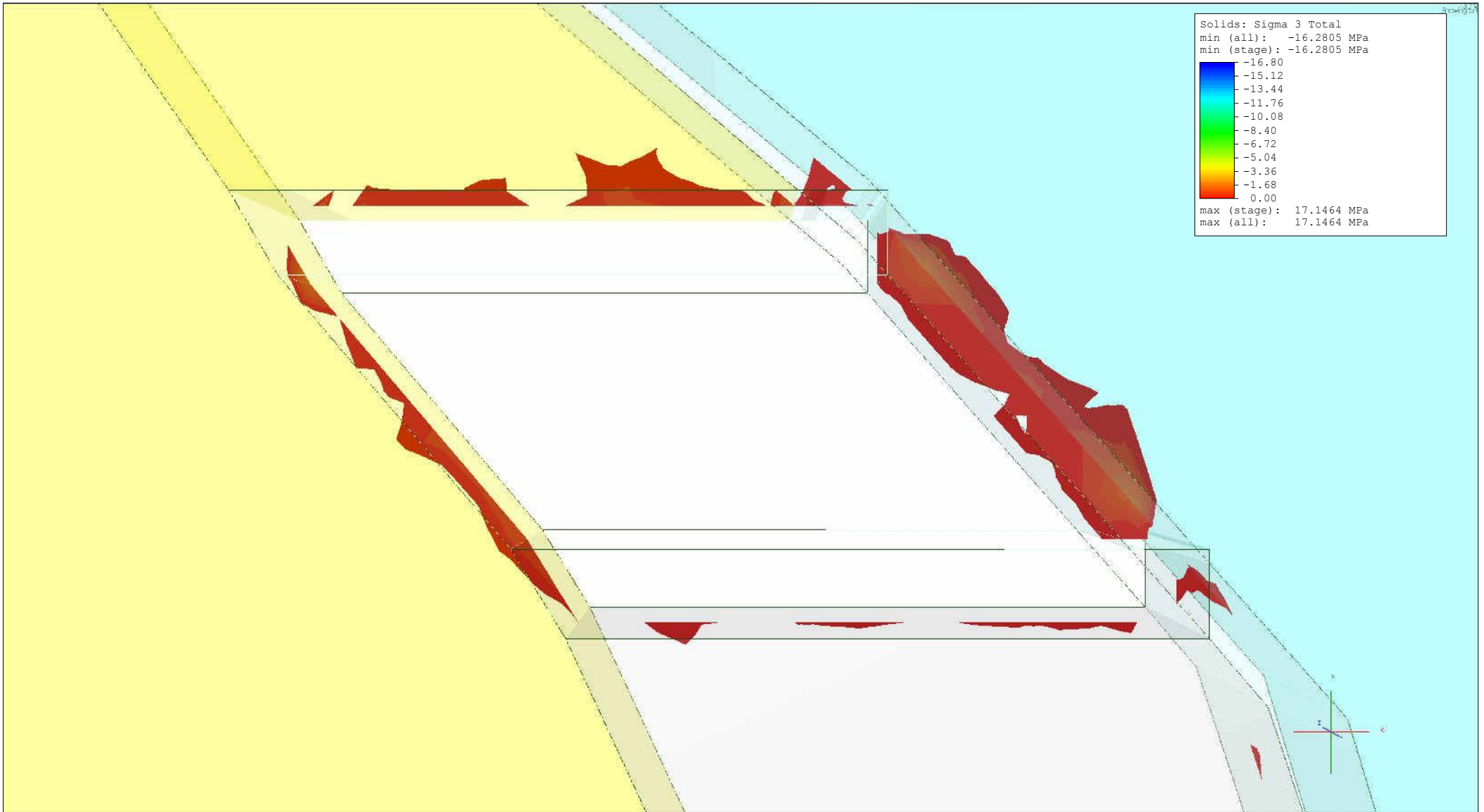
Stage 8


Solid Results

Total Stresses

Data Type	Min	Max
Sigma 1 Total	-1.43409	42.0641
Sigma 2 Total	-3.03773	21.2129
Sigma 3 Total	-12.452	13.3511
Mean Stress Total	-3.19437	24.3624
SigmaXX Total	-8.51642	37.6865
SigmaYY Total	-6.88373	25.9609
SigmaZZ Total	-10.2437	33.6137

	<i>Project</i>			Modelo Categoria 5
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_Cat_5.rs3



	<i>Project</i>			Modelo Categoria 6	
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total	
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>	
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>	Model_Cat_6.rs3

RS³ Analysis Information

Project Settings

Document Name: Model_Cat_6
 Last saved with RS3 version: 1.018
 Project Title: Modelo Categoria 6
 Analysis: Isosuperficie Sigma 3 Total
 Author: Diogo Cordova
 Number of Stages: 6
 Analysis Type: Uncoupled
 Units: Metric, stress as MPa
 Time Units: Years
 Permeability Units: meters/second

Stage Information

#	Name
1	in situ
2	Excavation 1
3	CRF
4	Excavation 2
5	CRF
6	Excavation 3

Orientation

Horizontal Orientation
 Plunge: 0 degrees
 Trend: 0 degrees

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500
 Tolerance: 0.001
 Number of Load Steps: Automatic
 Convergence Type: Absolute Force & Energy
 Tensile Failure: Reduces Shear Strength
 Joint tension reduces joint stiffness by a factor of 0.01
 Tensile failure does not reduce Hoek-Brown tensile strength to zero
 Does not use effective stress analysis

Groundwater


Method: None
 Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³

Field Stress

Type	Gravity
Ground Surface Elevation: 125 m	Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³
Sigma H1	
K1	1.5 H1/V
Locked-In	0 MPa
Trend (deg)	-75 deg
Plunge (deg)	0 deg
Sigma H2	
K2	1.2 H1/V
Locked-In	0 MPa
Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³	

Slices

#	Name	Size(m)
1	Maciço	100
2	Stope P	20
3	Stope S	20
4	Stope P	20
5	Maciço	100

	<i>Project</i>		
	Modelo Categoria 6		
	<i>Analysis Description</i>		
	Isosuperficie Sigma 3 Total		
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>
			Model_Cat_6.rs3

Mesh


Mesh discretization type: graded
Element type: 10 noded tetrahedron

Mesh Quality


Type	Min	Max
Aspect Ratio	0.734728	179.738
Min Dihedral Angle	0.181334	70.0581
Max Dihedral Angle	70.8948	171.092
Edge Length Ratio	1.00782	177.887
Volume	0.00381429	64497.4

Material Properties


Material: ORE

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	42000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	1.5
s parameter	0.02
a parameter	0.5


Material: HW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	22000 MPa
Poisson's ratio	0.23
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	37 MPa
mb parameter	1.83
s parameter	0.007
a parameter	0.5

Material: FW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	30000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	2
s parameter	0.01
a parameter	0.5

Material: CRF

	<i>Project</i>			Modelo Categoria 6	
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total	
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>	
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>	Model_Cat_6.rs3

Color	
Initial element loading	body force only
Elastic type	isotropic
Young's modulus	20000 MPa
Poisson's ratio	0.3
Failure criterion	Mohr-Coulomb
Peak tensile strength	0 MPa
Residual tensile strength	0 MPa
Peak friction angle	35 degrees
Peak cohesion	10.5 MPa
Material type	Elastic

Material: F1

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	7700 MPa
Poisson's ratio	0.26
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	50 MPa
mb parameter	1.36
s parameter	0.002
a parameter	0.51

Material: H1

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	3800 MPa
Poisson's ratio	0.27
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	10.5 MPa
mb parameter	0.12
s parameter	0.001
a parameter	0.51


Results

Stage 6

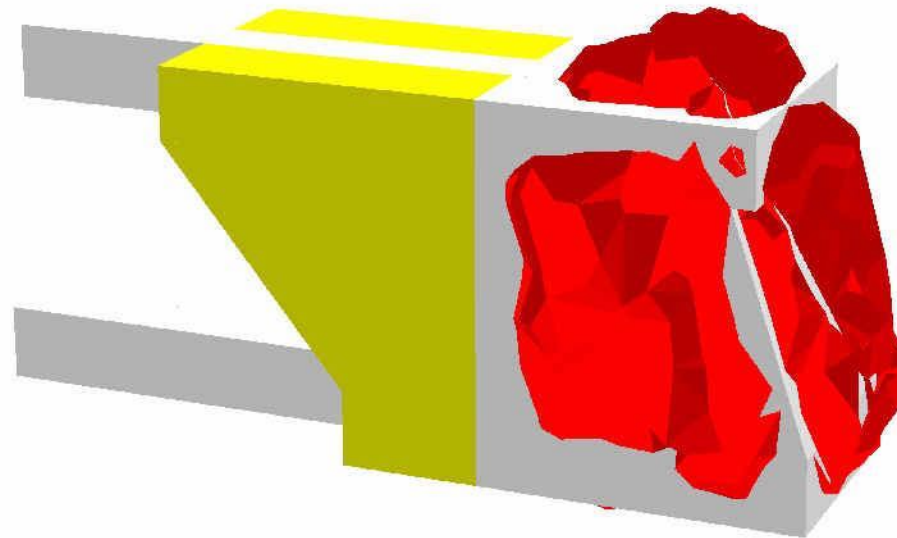
Solid Results

Total Stresses

Data Type	Min	Max
Sigma 1 Total	-0.823689	52.3155
Sigma 2 Total	-2.25834	29.8242
Sigma 3 Total	-16.2805	17.1464
Mean Stress Total	-3.75437	26.6054
SigmaXX Total	-3.31469	41.3112
SigmaYY Total	-8.48362	34.1642
SigmaZZ Total	-12.1775	44.5269

	<i>Project</i>			Modelo Categoria 6
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_Cat_6.rs3

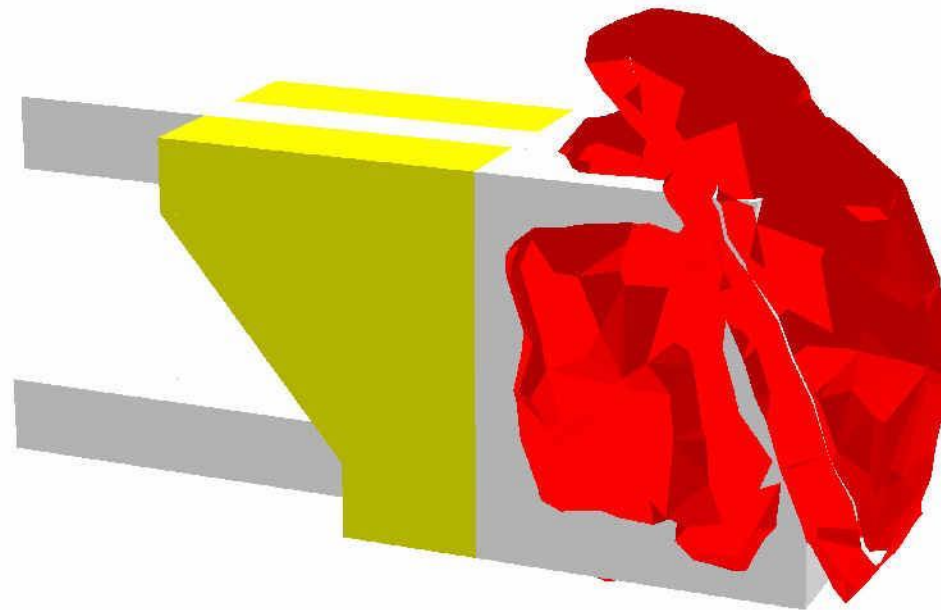
APÊNDICE E – Modelos de tempo de exposição



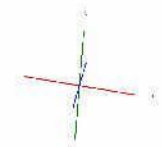
Solids: Strength Factor
 min (all): -0.0434542
 min (stage): -0.0434542
 -0.20
 -0.08
 0.04
 0.16
 0.28
 0.40
 0.52
 0.64
 0.76
 0.88
 1.00
 max (stage): 7.94386
 max (all): 8.84067



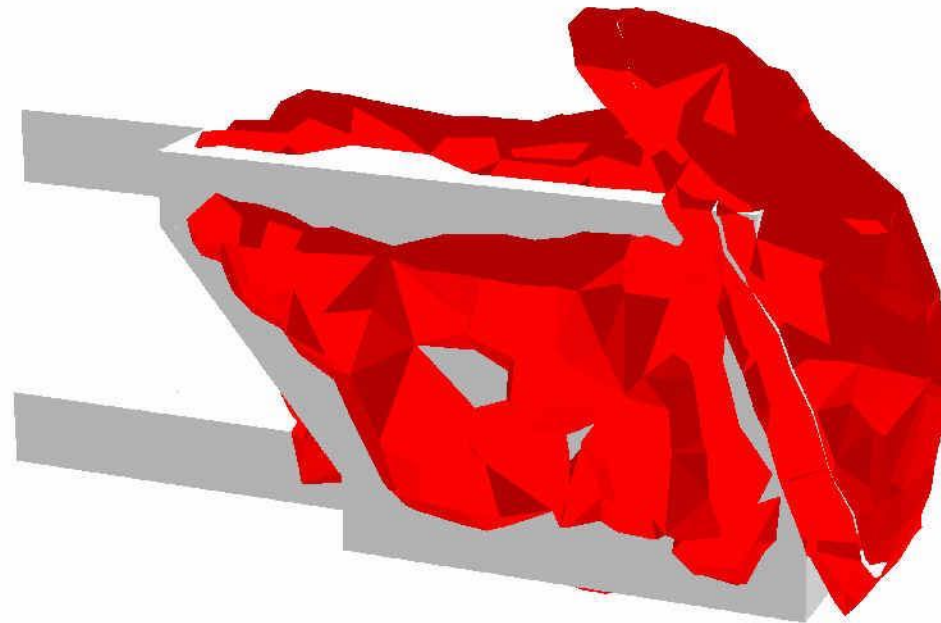
<i>Project</i>			
Modelo tempo de exposizao - TS_N220_E1 - Estagio 2			
<i>Analysis Description</i>			
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_220_E1.rs3



Solids: Strength Factor
 min (all): -0.0434542
 min (stage): -0.0434542
 -0.20
 -0.08
 0.04
 0.16
 0.28
 0.40
 0.52
 0.64
 0.76
 0.88
 1.00
 max (stage): 7.94386
 max (all): 8.84067



<i>Project</i>			
Modelo tempo de exposicao - TS_N220_E1 - Estagio 3 (Reduc. GSI)			
<i>Analysis Description</i>			
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_220_E1.rs3



Solids: Strength Factor
 min (all): -0.0434542
 min (stage): -0.0266147
 -0.20
 -0.08
 0.04
 0.16
 0.28
 0.40
 0.52
 0.64
 0.76
 0.88
 1.00
 max (stage): 8.84067
 max (all): 8.84067



<i>Project</i>			
Modelo tempo de exposicao - TS_N220_E1 - Estagio 4 (Final da lavra)			
<i>Analysis Description</i>			
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_220_E1.rs3

RS³ Analysis Information

Project Settings

Document Name: Model_220_E1
Last saved with RS3 version: 1.02
Project Title: Project1
Number of Stages: 5
Analysis Type: Uncoupled
Units: Metric, stress as MPa
Time Units: Years
Permeability Units: meters/second

Stage Information


#	Name
1	in situ
2	Excavation 1
3	Excavation 1 - GSI Reduction
4	Excavation 2
5	GSI reduction

Orientation

Horizontal Orientation
Plunge: 0 degrees
Trend: 0 degrees

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500

	<i>Project</i>			Modelo tempo de exposicao - TS_N220_E1	
	<i>Analysis Description</i>				
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>	
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>	Model_220_E1.rs3

Tolerance: 0.001

Number of Load Steps: Automatic

Convergence Type: Absolute Force & Energy

Tensile Failure: Reduces Shear Strength

Joint tension reduces joint stiffness by a factor of 0.01

Tensile failure does not reduce Hoek-Brown tensile strength to zero

Does not use effective stress analysis

Groundwater

Method: None


Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³

Field Stress

Type	Gravity
Ground Surface Elevation: 125 m	Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³
Using Effective Stress Ratio	
Sigma H1	
K1	1.5 H1/V
Locked-In	0 MPa
Trend (deg)	105 deg
Plunge (deg)	0 deg
Sigma H2	
K2	1.2 H1/V
Locked-In	0 MPa

Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m³

Slices

	<i>Project</i>		
	Modelo tempo de exposicao - TS_N220_E1		
	<i>Analysis Description</i>		
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_220_E1.rs3

#	Name	Size(m)
1	Maciço	100
2	Stope	7.5
3	Galeria	5
4	Stope	7.5
5	Maciço	100

Mesh


Mesh discretization type: graded
Element type: 10 noded tetrahedron


Mesh Quality

Type	Min	Max
Aspect Ratio	0.740258	24.7212
Min Dihedral Angle	3.83584	69.6673
Max Dihedral Angle	71.5144	170.727
Edge Length Ratio	1.02042	11.0912
Volume	0.887097	9812.97


Material Properties

Material: ORE

	<i>Project</i>			Modelo tempo de exposicao - TS_N220_E1		
	<i>Analysis Description</i>					
	<i>Drawn By</i>		Diogo Cordova		<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i>			08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	42000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	1.5
s parameter	0.02
a parameter	0.5

Material: HW


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	22000 MPa
Poisson's ratio	0.23
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	37 MPa
mb parameter	1.83
s parameter	0.007
a parameter	0.5
Reset element stress when material changes	No

Properties changed in Stage 3. Excavation 1 - GSI Reduction


Compressive strength: 18.5 MPa (factor = 0.5)
mb parameter: 0.8235 (factor = 0.45)
s parameter: 0.00042 (factor = 0.06)

	<i>Project</i>		
	Modelo tempo de exposicao - TS_N220_E1		
	<i>Analysis Description</i>		
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>
			Model_220_E1.rs3


Material: FW


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	30000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	2
s parameter	0.01
a parameter	0.5

Material: F1

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	7700 MPa
Poisson's ratio	0.26
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	50 MPa
mb parameter	1.36
s parameter	0.002
a parameter	0.51

Material: H1

	<i>Project</i>		
	Modelo tempo de exposicao - TS_N220_E1		
	<i>Analysis Description</i>		
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i> Model_220_E1.rs3	

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	22000 MPa
Poisson's ratio	0.23
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	37 MPa
mb parameter	1.83
s parameter	0.007
a parameter	0.5
Reset element stress when material changes	No

Properties changed in Stage 3. Excavation 1 - GSI Reduction

Compressive strength: 18.5 MPa (factor = 0.5)

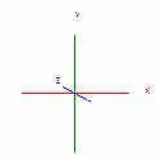
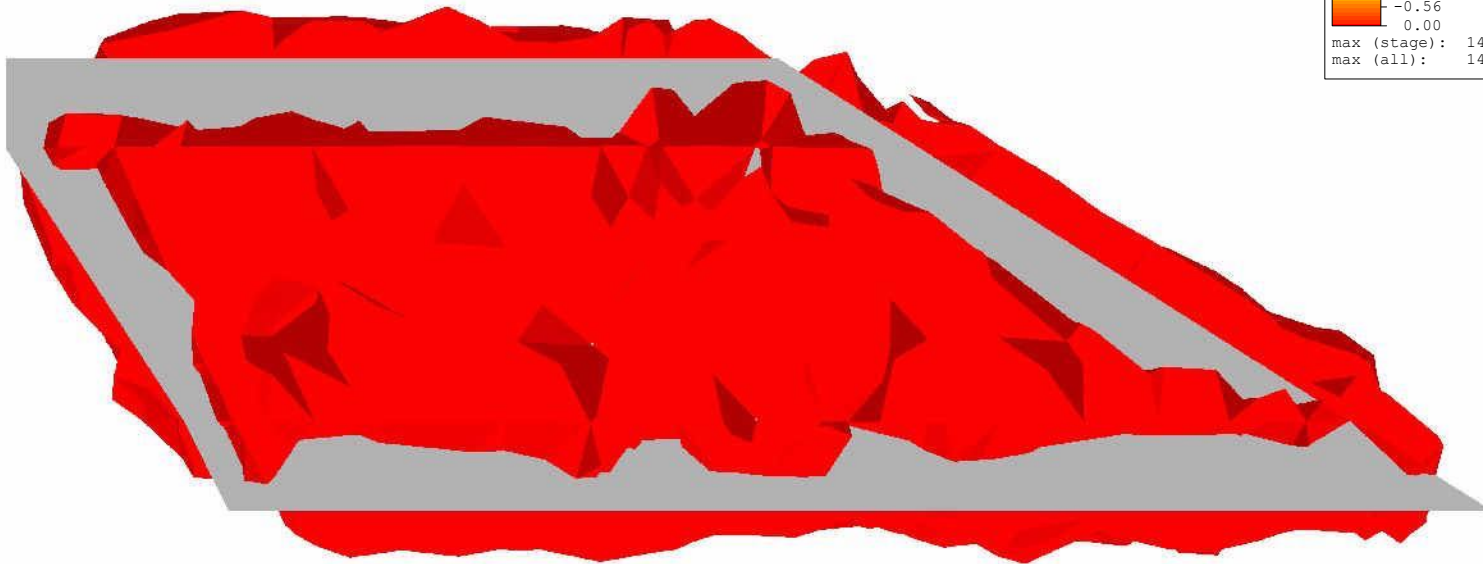
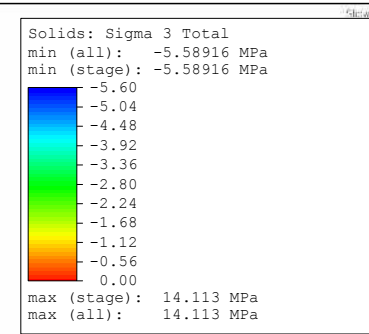
mb parameter: 0.8235 (factor = 0.45)

s parameter: 0.00042 (factor = 0.06)



<i>Project</i>		Modelo tempo de exposicao - TS_N220_E1	
<i>Analysis Description</i>			
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_220_E1.rs3

APÊNDICE F – Modelo de ângulo do *hangingwall*



<i>Project</i>	Modelo Hangingwall 30 graus		
<i>Analysis Description</i>	Isosuperficie Sigma 3 Total		
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_HW_30.rs3

RS³ Analysis Information

Project Settings

Document Name: Model_HW_30
 Last saved with RS3 version: 1.018
 Project Title: Project1
 Number of Stages: 2
 Analysis Type: Uncoupled
 Units: Metric, stress as MPa
 Time Units: Years
 Permeability Units: meters/second

Stage Information

#	Name
1	in situ
2	Excavation

Orientation

Horizontal Orientation
 Plunge: 0 degrees
 Trend: 0 degrees

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500
 Tolerance: 0.001
 Number of Load Steps: Automatic
 Convergence Type: Absolute Force & Energy
 Tensile Failure: Reduces Shear Strength
 Joint tension reduces joint stiffness by a factor of 0.01
 Tensile failure does not reduce Hoek-Brown tensile strength to zero
 Does not use effective stress analysis

Groundwater

Method: None
 Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³

Field Stress

Type	Gravity
Ground Surface Elevation: 125 m	Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³
Sigma H1	
K1	1.5 H1/V
Locked-in	0 MPa
Trend (deg)	-75 deg
Plunge (deg)	0 deg
Sigma H2	
K2	1.2 H1/V
Locked-in	0 MPa
Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³	


Slices

#	Name	Size(m)
1	Maciço	100
2	TS	20
3	Maciço	100

Mesh

Mesh discretization type: graded
 Element type: 10 noded tetrahedron


Mesh Quality

	<i>Project</i>			Modelo Hangingwall 30 graus		
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total		
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>		
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>	Model_HW_30.rs3	


Type	Min	Max
Aspect Ratio	0.73791	22.7698
Min Dihedral Angle	4.05989	69.6692
Max Dihedral Angle	72.1989	170.931
Edge Length Ratio	1.04004	12.6396
Volume	0.120916	26976.3

Material Properties


Material: ORE

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	42000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	1.5
s parameter	0.02
a parameter	0.5


Material: HW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	22000 MPa
Poisson's ratio	0.23
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	37 MPa
mb parameter	1.83
s parameter	0.007
a parameter	0.5

Material: FW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	30000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	2
s parameter	0.01
a parameter	0.5

Material: F1

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	7700 MPa
Poisson's ratio	0.26
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	50 MPa
mb parameter	1.36
s parameter	0.002
a parameter	0.51

Material: H1



RS3 1.018

Project

Modelo Hangingwall 30 graus

Analysis Description

Isosuperficie Sigma 3 Total

Drawn By

Diogo Cordova

Scale

Company

Date

08/01/2016, 14:22:59

File Name

Model_HW_30.rs3

Color	
Initial element loading	field stress σ body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	3800 MPa
Poisson's ratio	0.27
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	10.5 MPa
mb parameter	0.12
s parameter	0.001
a parameter	0.51

Results

Stage 2

Solid Results

Total Stresses

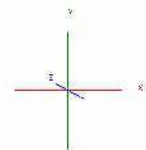
Data Type	Min	Max
Sigma 1 Total	5.32792	51.368
Sigma 2 Total	3.13862	42.4774
Sigma 3 Total	-5.58916	14.113
Mean Stress Total	2.53542	32.1336
SigmaXX Total	-0.853711	47.6813
SigmaYY Total	-5.58693	28.3072
SigmaZZ Total	-5.00929	49.6018



RS3 1.018

<i>Project</i>		Modelo Hangingwall 30 graus	
<i>Analysis Description</i>		Isosuperficie Sigma 3 Total	
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_HW_30.rs3

Solids: Sigma 3 Total
 min (all): -5.97063 MPa
 min (stage): -5.97063 MPa
 -6.0
 -5.4
 -4.8
 -4.2
 -3.6
 -3.0
 -2.4
 -1.8
 -1.2
 -0.6
 0.0
 max (stage): 12.7734 MPa
 max (all): 12.7734 MPa



<i>Project</i>	Modelo Hangingwall 45 graus		
<i>Analysis Description</i>	Isosuperficie Sigma 3 Total		
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_HW_45.rs3

RS³ Analysis Information

Project Settings

Document Name: Model_HW_45
 Last saved with RS3 version: 1.018
 Project Title: Project1
 Number of Stages: 2
 Analysis Type: Uncoupled
 Units: Metric, stress as MPa
 Time Units: Years
 Permeability Units: meters/second

Stage Information

#	Name
1	in situ
2	Excavation

Orientation

Horizontal Orientation
 Plunge: 0 degrees
 Trend: 0 degrees

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500
 Tolerance: 0.001
 Number of Load Steps: Automatic
 Convergence Type: Absolute Force & Energy
 Tensile Failure: Reduces Shear Strength
 Joint tension reduces joint stiffness by a factor of 0.01
 Tensile failure does not reduce Hoek-Brown tensile strength to zero
 Does not use effective stress analysis

Groundwater

Method: None
 Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³

Field Stress

Type	Gravity
Ground Surface Elevation: 125 m	Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³
Sigma H1	
K1	1.5 H1/V
Locked-in	0 MPa
Trend (deg)	-75 deg
Plunge (deg)	0 deg
Sigma H2	
K2	1.2 H1/V
Locked-in	0 MPa
Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³	


Slices

#	Name	Size(m)
1	Maciço	100
2	TS	20
3	Maciço	100

Mesh

Mesh discretization type: graded
 Element type: 10 noded tetrahedron


Mesh Quality

	<i>Project</i>			Modelo Hangingwall 45 graus
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_HW_45.rs3


Type	Min	Max
Aspect Ratio	0.736062	24.6551
Min Dihedral Angle	3.27406	68.7451
Max Dihedral Angle	72.3861	167.495
Edge Length Ratio	1.03769	11.7261
Volume	0.33855	30541.5

Material Properties


Material: ORE

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	42000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	1.5
s parameter	0.02
a parameter	0.5


Material: HW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	22000 MPa
Poisson's ratio	0.23
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	37 MPa
mb parameter	1.83
s parameter	0.007
a parameter	0.5

Material: FW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	30000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	2
s parameter	0.01
a parameter	0.5

Material: F1

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	7700 MPa
Poisson's ratio	0.26
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	50 MPa
mb parameter	1.36
s parameter	0.002
a parameter	0.51

Material: H1



Project

Modelo Hangingwall 45 graus

Analysis Description

Isosuperficie Sigma 3 Total

Drawn By

Diogo Cordova

Scale

Company

Date

08/01/2016, 14:22:59

File Name

Model_HW_45.rs3

Color	
Initial element loading	field stress σ body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	3800 MPa
Poisson's ratio	0.27
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	10.5 MPa
mb parameter	0.12
s parameter	0.001
a parameter	0.51

Results

Stage 2

Solid Results

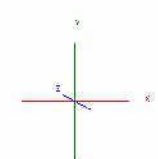
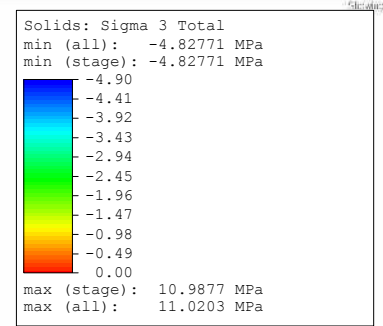
Total Stresses

Data Type	Min	Max
Sigma 1 Total	4.2673	53.8676
Sigma 2 Total	2.03783	40.4862
Sigma 3 Total	-5.97063	12.7734
Mean Stress Total	1.24216	31.4491
SigmaXX Total	-1.95449	48.1765
SigmaYY Total	-5.73661	28.6145
SigmaZZ Total	-4.66954	44.5906



RS3 1.018

<i>Project</i>		Modelo Hangingwall 45 graus	
<i>Analysis Description</i>		Isosuperficie Sigma 3 Total	
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_HW_45.rs3



<i>Project</i>	Modelo Hangingwall 80 graus		
<i>Analysis Description</i>	Isosuperficie Sigma 3 Total		
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_HW_80.rs3

RS³ Analysis Information

Project Settings

Document Name: Model_HW_80
 Last saved with RS3 version: 1.018
 Project Title: Project1
 Number of Stages: 2
 Analysis Type: Uncoupled
 Units: Metric, stress as MPa
 Time Units: Years
 Permeability Units: meters/second

Stage Information

#	Name
1	in situ
2	Excavation

Orientation

Horizontal Orientation
 Plunge: 0 degrees
 Trend: 0 degrees

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500
 Tolerance: 0.001
 Number of Load Steps: Automatic
 Convergence Type: Absolute Force & Energy
 Tensile Failure: Reduces Shear Strength
 Joint tension reduces joint stiffness by a factor of 0.01
 Tensile failure does not reduce Hoek-Brown tensile strength to zero
 Does not use effective stress analysis

Groundwater

Method: None
 Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³

Field Stress

Type	Gravity
Ground Surface Elevation: 125 m	Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³
Sigma H1	
K1	1.5 H1/V
Locked-in	0 MPa
Trend (deg)	-75 deg
Plunge (deg)	0 deg
Sigma H2	
K2	1.2 H1/V
Locked-in	0 MPa
Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³	


Slices

#	Name	Size(m)
1	Maciço	100
2	TS	20
3	Maciço	100

Mesh

Mesh discretization type: graded
 Element type: 10 noded tetrahedron


Mesh Quality

	<i>Project</i>			Modelo Hangingwall 80 graus		
	<i>Analysis Description</i>			Isosuperficie Sigma 3 Total		
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>		
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>	Model_HW_80.rs3	


Type	Min	Max
Aspect Ratio	0.735889	573.263
Min Dihedral Angle	1.627	69.9485
Max Dihedral Angle	70.9002	170.042
Edge Length Ratio	1.01758	13.6484
Volume	0.518439	28622.2

Material Properties


Material: ORE

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	42000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	1.5
s parameter	0.02
a parameter	0.5


Material: HW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	22000 MPa
Poisson's ratio	0.23
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	37 MPa
mb parameter	1.83
s parameter	0.007
a parameter	0.5

Material: FW

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	30000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	2
s parameter	0.01
a parameter	0.5

Material: F1

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	7700 MPa
Poisson's ratio	0.26
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	50 MPa
mb parameter	1.36
s parameter	0.002
a parameter	0.51

Material: H1



Project

Modelo Hangingwall 80 graus

Analysis Description

Isosuperficie Sigma 3 Total

Drawn By

Diogo Cordova

Scale

Company

Date

08/01/2016, 14:22:59

File Name

Model_HW_80.rs3

Color	
Initial element loading	field stress σ body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	3800 MPa
Poisson's ratio	0.27
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	10.5 MPa
mb parameter	0.12
s parameter	0.001
a parameter	0.51

Results

Stage 2

Solid Results

Total Stresses

Data Type	Min	Max
Sigma 1 Total	4.2412	48.6941
Sigma 2 Total	2.274	27.126
Sigma 3 Total	-4.82771	10.9877
Mean Stress Total	1.0209	25.0291
SigmaXX Total	-4.3104	41.3609
SigmaYY Total	-2.27581	22.2837
SigmaZZ Total	-4.69849	26.3949



Project

Modelo Hangingwall 80 graus

Analysis Description

Isosuperficie Sigma 3 Total

Drawn By

Diogo Cordova

Scale

Company

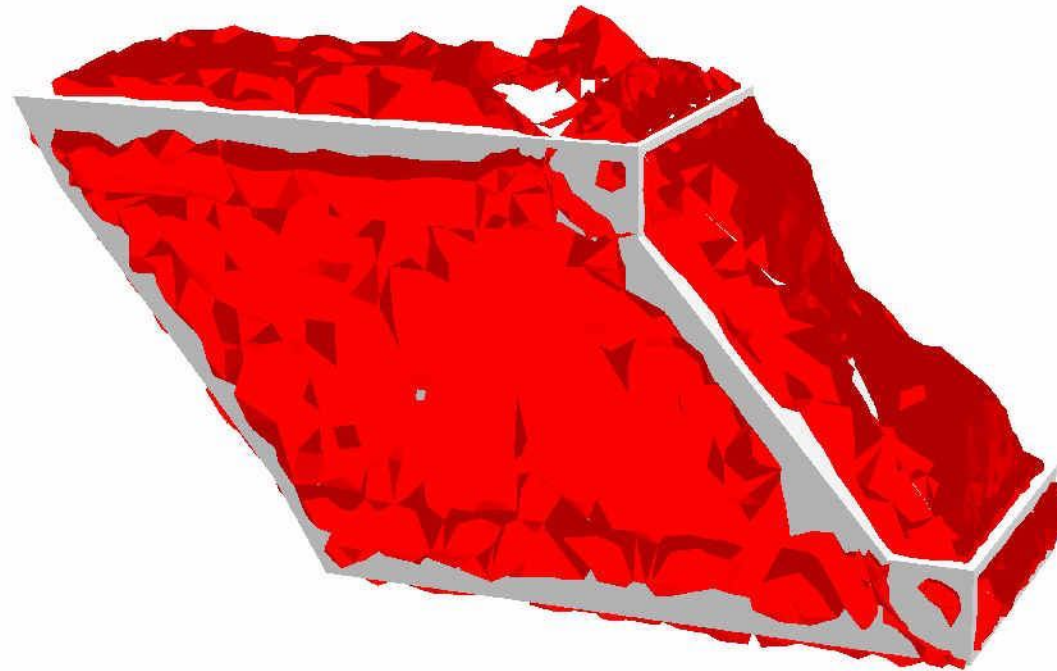
Date

08/01/2016, 14:22:59

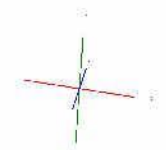
File Name

Model_HW_80.rs3

APÊNDICE G – Modelos da influência da galeria de undercut e overcut



Solids: Sigma 3 Total
 min (all): -17.3476 MPa
 min (stage): -17.3476 MPa
 -17.60
 -15.84
 -14.08
 -12.32
 -10.56
 -8.80
 -7.04
 -5.28
 -3.52
 -1.76
 0.00
 max (stage): 22.2523 MPa
 max (all): 22.2523 MPa



<i>Project</i>		Modelo com undercut e overcut na zona de falha	
<i>Analysis Description</i>			
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_Undercut_with.rs3

RS³ Analysis Information

Project Settings

Document Name: Model_Undercut_with
Last saved with RS3 version: 1.018
Project Title: Project1
Number of Stages: 2
Analysis Type: Uncoupled
Units: Metric, stress as MPa
Time Units: Years
Permeability Units: meters/second

Stage Information


#	Name
1	in situ
2	Excavation

Orientation

Horizontal Orientation
Plunge: 0 degrees
Trend: 0 degrees

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500
Tolerance: 0.001
Number of Load Steps: Automatic
Convergence Type: Absolute Force & Energy

	<i>Project</i>		
	Modelo com undercut e overcut na zona de falha		
	<i>Analysis Description</i>		
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>
			Model_Undercut_with.rs3

Tensile Failure: Reduces Shear Strength
 Joint tension reduces joint stiffness by a factor of 0.01
 Tensile failure does not reduce Hoek-Brown tensile strength to zero
 Does not use effective stress analysis

Groundwater


Method: None
 Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³

Field Stress

Type	Gravity
Ground Surface Elevation: 125 m Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³	
Sigma H1	
K1	1.5 H1/V
Locked-In	0 MPa
Trend (deg)	-75 deg
Plunge (deg)	0 deg
Sigma H2	
Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m³	
K2	1.2 H1/V
Locked-In	0 MPa

Slices

#	Name	Size(m)
1	Maciço	100
2	Stope P	20
3	Stope S	20
4	Stope P	20
5	Maciço	100

	<i>Project</i>		
	Modelo com undercut e overcut na zona de falha		
	<i>Analysis Description</i>		
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>
			Model_Undercut_with.rs3

Mesh


Mesh discretization type: graded
Element type: 10 noded tetrahedron

Mesh Quality

Type	Min	Max
Aspect Ratio	0.734278	290.554
Min Dihedral Angle	0.418232	70.0984
Max Dihedral Angle	71.5089	174.855
Edge Length Ratio	1.013	123.369
Volume	0.00190715	50990.5

Material Properties

Material: ORE

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	42000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	1.5
s parameter	0.02
a parameter	0.5



RS3 1.020

Project

Modelo com undercut e overcut na zona de falha

Analysis Description

Drawn By

Diogo Cordova

Scale

Company


Date

08/01/2016, 14:22:59


File Name

Model_Undercut_with.rs3


Material: HW


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	22000 MPa
Poisson's ratio	0.23
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	37 MPa
mb parameter	1.83
s parameter	0.007
a parameter	0.5

Material: FW


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	30000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	2
s parameter	0.01
a parameter	0.5

Material: F1

	<i>Project</i>		
	Modelo com undercut e overcut na zona de falha		
	<i>Analysis Description</i>		
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>
			Model_Undercut_with.rs3

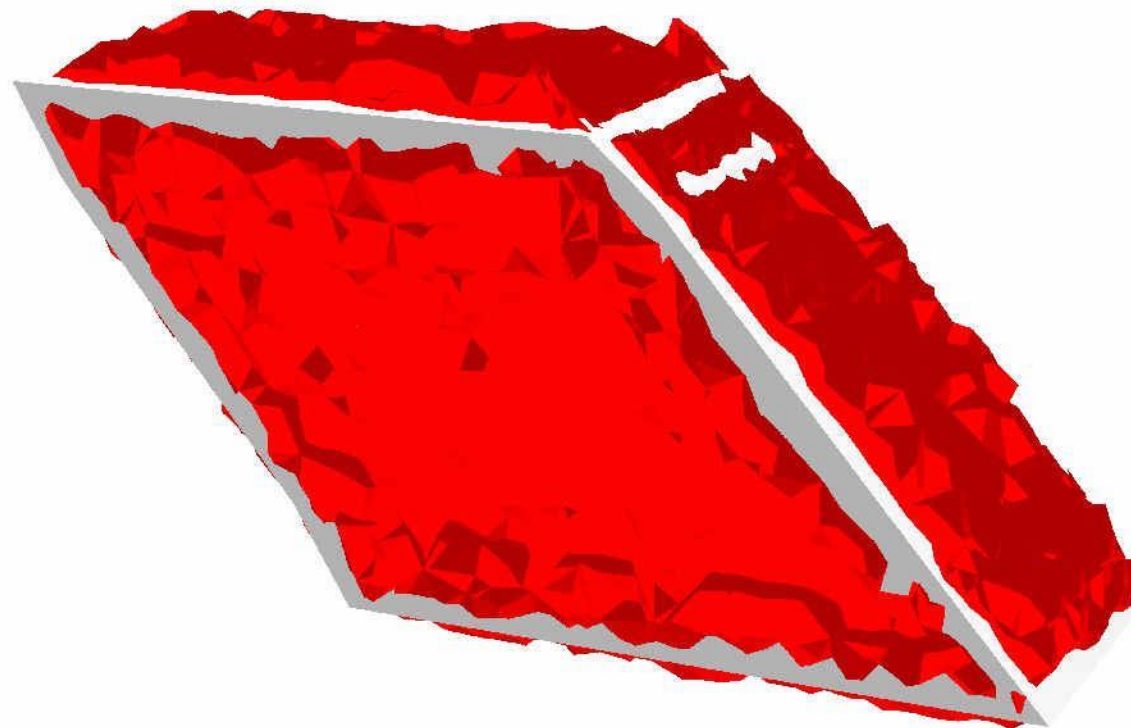
Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	7700 MPa
Poisson's ratio	0.26
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	50 MPa
mb parameter	1.36
s parameter	0.002
a parameter	0.51

Material: H1

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	3800 MPa
Poisson's ratio	0.27
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	10.5 MPa
mb parameter	0.12
s parameter	0.001
a parameter	0.51



<i>Project</i>			
Modelo com undercut e overcut na zona de falha			
<i>Analysis Description</i>			
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_Undercut_with.rs3



<i>Project</i>			
Modelo sem undercut e overcut na zona de falha			
<i>Analysis Description</i>			
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_Undercut_without.rs3

RS³ Analysis Information

Project Settings

Document Name: Model_Undercut_without
Last saved with RS3 version: 1.018
Project Title: Project1
Number of Stages: 2
Analysis Type: Uncoupled
Units: Metric, stress as MPa
Time Units: Years
Permeability Units: meters/second

Stage Information


#	Name
1	in situ
2	Excavation

Orientation

Horizontal Orientation
Plunge: 0 degrees
Trend: 0 degrees

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500
Tolerance: 0.001
Number of Load Steps: Automatic
Convergence Type: Absolute Force & Energy

	<i>Project</i>		
	Modelo sem undercut e overcut na zona de falha		
	<i>Analysis Description</i>		
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>
			Model_Undercut_without.rs3

Tensile Failure: Reduces Shear Strength
 Joint tension reduces joint stiffness by a factor of 0.01
 Tensile failure does not reduce Hoek-Brown tensile strength to zero
 Does not use effective stress analysis

Groundwater


Method: None
 Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³

Field Stress

Type	Gravity
Ground Surface Elevation: 125 m	Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³
Sigma H1	
K1	1.5 H1/V
Locked-In	0 MPa
Trend (deg)	-75 deg
Plunge (deg)	0 deg
Sigma H2	
Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m³	
K2	1.2 H1/V
Locked-In	0 MPa

Slices

#	Name	Size(m)
1	Maciço	100
2	Stope P	20
3	Stope S	20
4	Stope P	20
5	Maciço	100

	<i>Project</i>		
	Modelo sem undercut e overcut na zona de falha		
	<i>Analysis Description</i>		
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>
			Model_Undercut_without.rs3

Mesh


Mesh discretization type: graded
Element type: 10 noded tetrahedron


Mesh Quality

Type	Min	Max
Aspect Ratio	0.736736	290.554
Min Dihedral Angle	0.335166	70.4654
Max Dihedral Angle	70.6608	174.855
Edge Length Ratio	1.00234	124.503
Volume	0.00278229	42716.8


Material Properties

Material: ORE


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	42000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	1.5
s parameter	0.02
a parameter	0.5

	<i>Project</i>		
	Modelo sem undercut e overcut na zona de falha		
	<i>Analysis Description</i>		
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i> Model_Undercut_without.rs3	


Material: HW


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	22000 MPa
Poisson's ratio	0.23
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	37 MPa
mb parameter	1.83
s parameter	0.007
a parameter	0.5

Material: FW


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	30000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	2
s parameter	0.01
a parameter	0.5

Material: F1

	<i>Project</i>		
	Modelo sem undercut e overcut na zona de falha		
	<i>Analysis Description</i>		
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i> Model_Undercut_without.rs3	

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	7700 MPa
Poisson's ratio	0.26
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	50 MPa
mb parameter	1.36
s parameter	0.002
a parameter	0.51

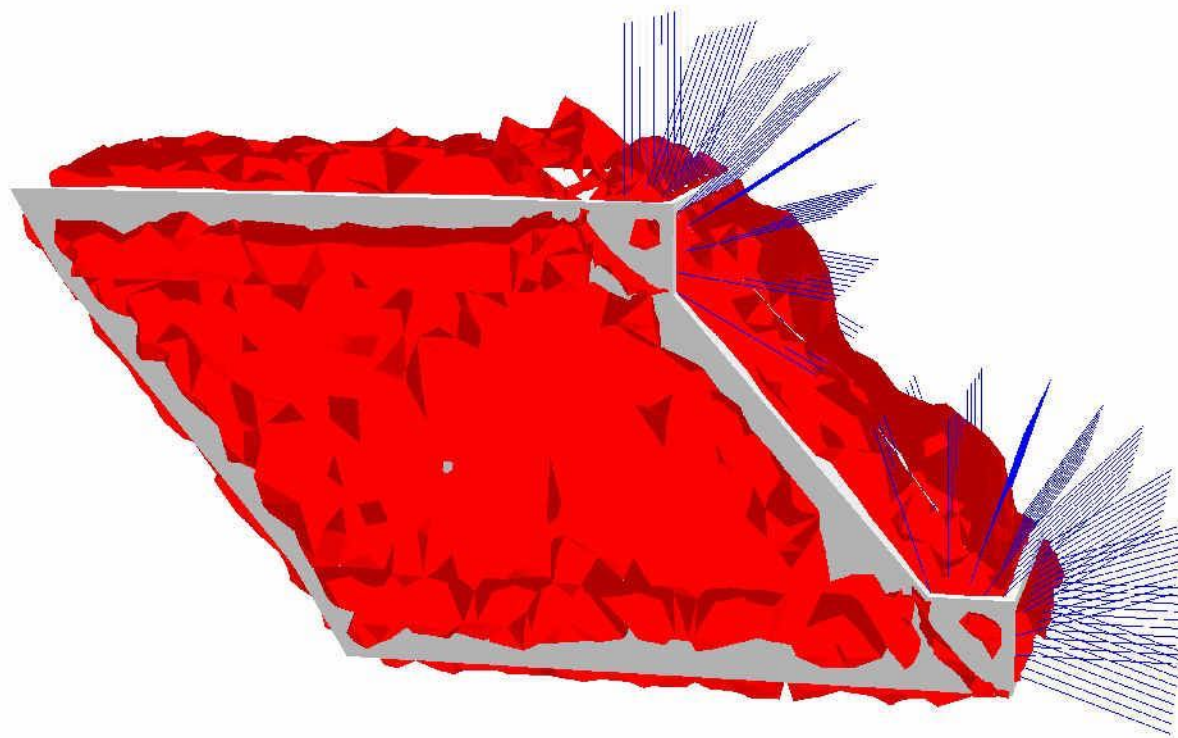
Material: H1

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	3800 MPa
Poisson's ratio	0.27
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	10.5 MPa
mb parameter	0.12
s parameter	0.001
a parameter	0.51



<i>Project</i>			
Modelo sem undercut e overcut na zona de falha			
<i>Analysis Description</i>			
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_Undercut_without.rs3

APÊNDICE H – Modelo de eficiência dos cablebolts



<i>Project</i>		Modelo cablebolts 9m - com galeria na zona de falha	
<i>Analysis Description</i>			
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_Undercut_with_cable.rs3

RS³ Analysis Information

Project Settings

Document Name: Model_Undercut_with_cable
Last saved with RS3 version: 1.018
Project Title: Project1
Number of Stages: 3
Analysis Type: Uncoupled
Units: Metric, stress as MPa
Time Units: Years
Permeability Units: meters/second

Stage Information


#	Name
1	in situ
2	Excavation
3	

Orientation

Horizontal Orientation
Plunge: 0 degrees
Trend: 0 degrees

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500
Tolerance: 0.001
Number of Load Steps: Automatic

	<i>Project</i>		
	Modelo cablebolts 9m - com galeria na zona de falha		
	<i>Analysis Description</i>		
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>
			Model_Undercut_with_cable.rs3

Convergence Type: Absolute Force & Energy
Tensile Failure: Reduces Shear Strength
 Joint tension reduces joint stiffness by a factor of 0.01
 Tensile failure does not reduce Hoek-Brown tensile strength to zero
 Does not use effective stress analysis


Groundwater

Method: None
 Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³

Field Stress

Type	Gravity	
Ground Surface Elevation: 125 m Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³		
Sigma H1		
K1	1.5 H1/V	
Locked-In	0 MPa	
Trend (deg)	-75 deg	
Plunge (deg)	0 deg	
Sigma H2		Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m³
K2	1.2 H1/V	
Locked-In	0 MPa	

Slices

	<i>Project</i>		
	Modelo cablebolts 9m - com galeria na zona de falha		
	<i>Analysis Description</i>		
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>Company</i>	
		<i>File Name</i>	Model_Undercut_with_cable.rs3

#	Name	Size(m)
1	Maciço	100
2	Stope P	20
3	Stope S	20
4	Stope P	20
5	Maciço	100

Mesh


Mesh discretization type: graded
Element type: 10 noded tetrahedron


Mesh Quality

Type	Min	Max
Aspect Ratio	0.734278	290.554
Min Dihedral Angle	0.418232	70.0984
Max Dihedral Angle	71.5089	174.855
Edge Length Ratio	1.013	123.369
Volume	0.00190715	50990.5


Material Properties

Material: ORE

	<i>Project</i>		
	Modelo cablebolts 9m - com galeria na zona de falha		
	<i>Analysis Description</i>		
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_Undercut_with_cable.rs3

Color		
Initial element loading	field stress & body force	
Elastic type	isotropic	
Young's modulus	42000 MPa	
Poisson's ratio	0.22	
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown	
Material type	Elastic	
Compressive strength	100 MPa	
mb parameter	1.5	
s parameter	0.02	
a parameter	0.5	


Material: HW

Color		
Initial element loading	field stress & body force	
Elastic type	isotropic	
Young's modulus	22000 MPa	
Poisson's ratio	0.23	
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown	
Material type	Elastic	
Compressive strength	37 MPa	
mb parameter	1.83	
s parameter	0.007	
a parameter	0.5	


Material: FW




<i>Project</i>		Modelo cablebolts 9m - com galeria na zona de falha	
<i>Analysis Description</i>			
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_Undercut_with_cable.rs3


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	30000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	2
s parameter	0.01
a parameter	0.5

Material: F1

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	7700 MPa
Poisson's ratio	0.26
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	50 MPa
mb parameter	1.36
s parameter	0.002
a parameter	0.51

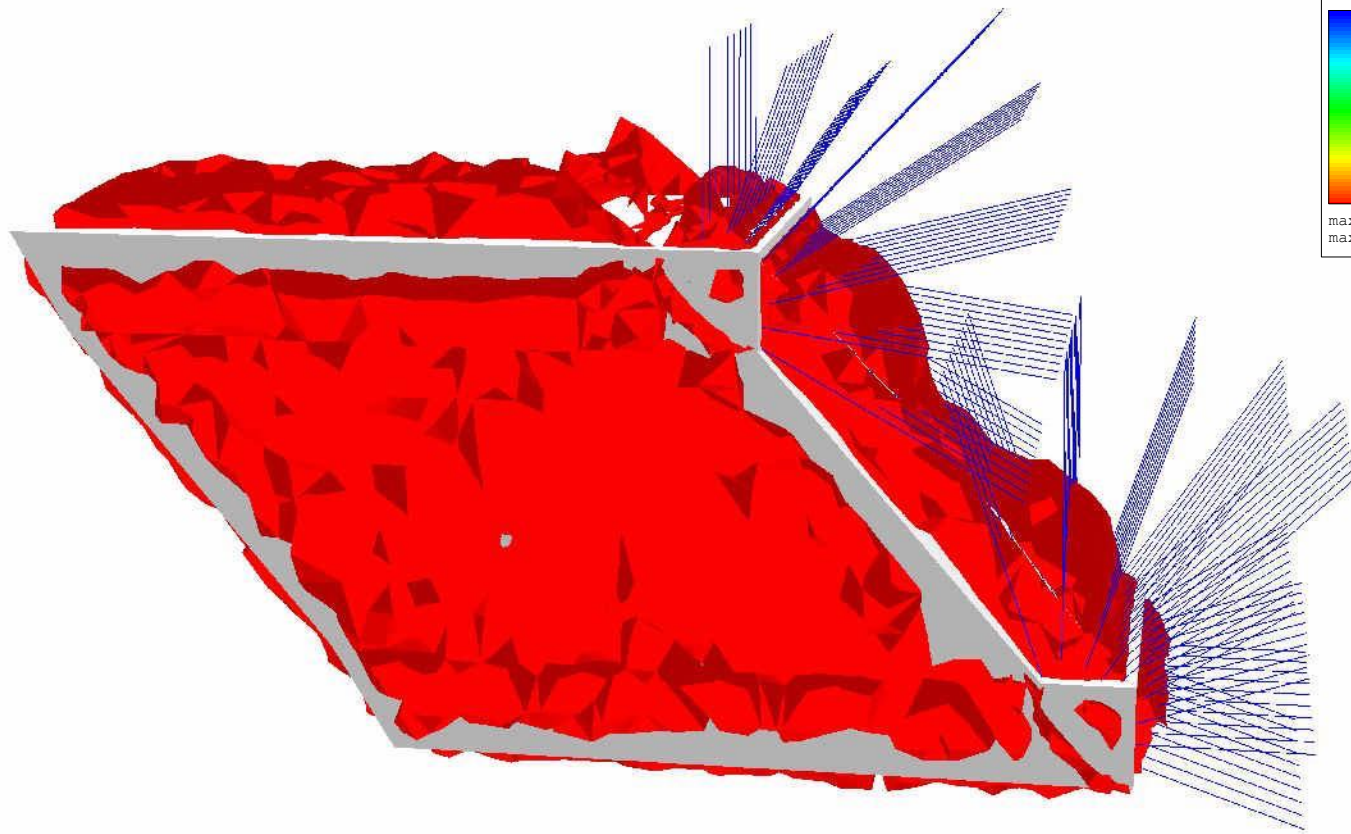
Material: H1

	<i>Project</i>		
	Modelo cablebolts 9m - com galeria na zona de falha		
	<i>Analysis Description</i>		
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>Company</i>	
		<i>File Name</i>	Model_Undercut_with_cable.rs3

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	3800 MPa
Poisson's ratio	0.27
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	10.5 MPa
mb parameter	0.12
s parameter	0.001
a parameter	0.51



<i>Project</i>			
Modelo cablebolts 9m - com galeria na zona de falha			
<i>Analysis Description</i>			
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_Undercut_with_cable.rs3



Solids: Sigma 3 Total
 min (all): -17.347 MPa
 min (stage): -17.3456 MPa
 -17.60
 -15.84
 -14.08
 -12.32
 -10.56
 -8.80
 -7.04
 -5.28
 -3.52
 -1.76
 0.00
 max (stage): 22.2514 MPa
 max (all): 22.2519 MPa



<i>Project</i>		Modelo cablebolts 15m - com galeria na zona de falha	
<i>Analysis Description</i>			
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_Undercut_with_cable3_15mts.rs3

RS³ Analysis Information

Project Settings

Document Name: Model_Undercut_with_cable3_15mts
Last saved with RS3 version: 1.019
Project Title: Project1
Number of Stages: 3
Analysis Type: Uncoupled
Units: Metric, stress as MPa
Time Units: Years
Permeability Units: meters/second

Stage Information


#	Name
1	in situ
2	Excavation
3	

Orientation

Horizontal Orientation
Plunge: 0 degrees
Trend: 0 degrees

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500
Tolerance: 0.001
Number of Load Steps: Automatic

	<i>Project</i>		
	Modelo cablebolts 15m - com galeria na zona de falha		
	<i>Analysis Description</i>		
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>
			Model_Undercut_with_cable3_15mts.rs3

Convergence Type: Absolute Force & Energy
Tensile Failure: Reduces Shear Strength
 Joint tension reduces joint stiffness by a factor of 0.01
 Tensile failure does not reduce Hoek-Brown tensile strength to zero
 Does not use effective stress analysis


Groundwater

Method: None
 Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³

Field Stress

Type	Gravity	
Ground Surface Elevation: 125 m Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³		
Sigma H1		
K1	1.5 H1/V	
Locked-In	0 MPa	
Trend (deg)	-75 deg	
Plunge (deg)	0 deg	
Sigma H2		Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m³
K2	1.2 H1/V	
Locked-In	0 MPa	

Slices

	<i>Project</i>		
	Modelo cablebolts 15m - com galeria na zona de falha		
	<i>Analysis Description</i>		
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>
			Model_Undercut_with_cable3_15mts.rs3

#	Name	Size(m)
1	Maciço	100
2	Stope P	20
3	Stope S	20
4	Stope P	20
5	Maciço	100

Mesh


Mesh discretization type: graded
Element type: 10 noded tetrahedron

Mesh Quality

Type	Min	Max
Aspect Ratio	0.734278	290.554
Min Dihedral Angle	0.418232	70.0984
Max Dihedral Angle	71.5089	174.855
Edge Length Ratio	1.013	123.369
Volume	0.00190715	50990.5

Material Properties

Material: ORE


	<i>Project</i>		
	Modelo cablebolts 15m - com galeria na zona de falha		
	<i>Analysis Description</i>		
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_Undercut_with_cable3_15mts.rs3


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	42000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	1.5
s parameter	0.02
a parameter	0.5

Material: HW


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	22000 MPa
Poisson's ratio	0.23
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	37 MPa
mb parameter	1.83
s parameter	0.007
a parameter	0.5

Material: FW

	<i>Project</i>		
	Modelo cablebolts 15m - com galeria na zona de falha		
	<i>Analysis Description</i>		
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>Company</i>	
		<i>File Name</i>	Model_Undercut_with_cable3_15mts.rs3

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	30000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	2
s parameter	0.01
a parameter	0.5


Material: F1

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	7700 MPa
Poisson's ratio	0.26
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	50 MPa
mb parameter	1.36
s parameter	0.002
a parameter	0.51

Material: H1

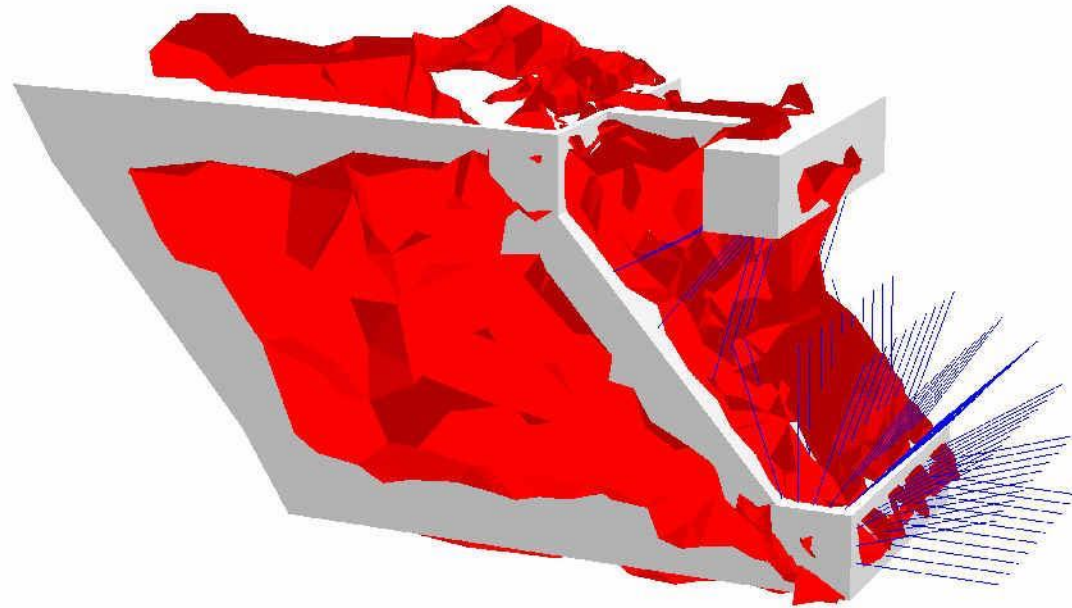


<i>Project</i>			
Modelo cablebolts 15m - com galeria na zona de falha			
<i>Analysis Description</i>			
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_Undercut_with_cable3_15mts.rs3

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	3800 MPa
Poisson's ratio	0.27
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	10.5 MPa
mb parameter	0.12
s parameter	0.001
a parameter	0.51



<i>Project</i>			
Modelo cablebolts 15m - com galeria na zona de falha			
<i>Analysis Description</i>			
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>
			Model_Undercut_with_cable3_15mts.rs3



Solids: Sigma 3 Total
 min (all): -16.0713 MPa
 min (stage): -16.0712 MPa
 -16.20
 -14.58
 -12.96
 -11.34
 -9.72
 -8.10
 -6.48
 -4.86
 -3.24
 -1.62
 0.00
 max (stage): 13.5155 MPa
 max (all): 13.5156 MPa



<i>Project</i>		Modelo cablebolts 9m - com cablebolts por tras do HW	
<i>Analysis Description</i>			
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_Undercut_with_cable2.rs3

RS³ Analysis Information

Project Settings

Document Name: Model_Undercut_with_cable2
Last saved with RS3 version: 1.019
Project Title: Project1
Number of Stages: 3
Analysis Type: Uncoupled
Units: Metric, stress as MPa
Time Units: Years
Permeability Units: meters/second

Stage Information


#	Name
1	in situ
2	Excavation
3	

Orientation

Horizontal Orientation
Plunge: 0 degrees
Trend: 0 degrees

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500
Tolerance: 0.001
Number of Load Steps: Automatic

	<i>Project</i>		
	Modelo cablebolts 9m - com cablebolts por tras do HW		
	<i>Analysis Description</i>		
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>
			Model_Undercut_with_cable2.rs3

Convergence Type: Absolute Force & Energy
Tensile Failure: Reduces Shear Strength
 Joint tension reduces joint stiffness by a factor of 0.01
 Tensile failure does not reduce Hoek-Brown tensile strength to zero
 Does not use effective stress analysis


Groundwater

Method: None
 Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³

Field Stress

Type	Gravity	
Ground Surface Elevation: 125 m Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m ³		
Sigma H1		
K1	1.5 H1/V	
Locked-In	0 MPa	
Trend (deg)	-75 deg	
Plunge (deg)	0 deg	
Sigma H2		Unit Weight of Overburden: 0.0275 MN/m³
K2	1.2 H1/V	
Locked-In	0 MPa	

Slices

	<i>Project</i>		
	Modelo cablebolts 9m - com cablebolts por tras do HW		
	<i>Analysis Description</i>		
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>
			Model_Undercut_with_cable2.rs3

#	Name	Size(m)
1	Maciço	100
2	Stope P	7.5
3	Stope S	5
4	Stope P	7.5
5	Maciço	100

Mesh


Mesh discretization type: graded
Element type: 10 noded tetrahedron


Mesh Quality

Type	Min	Max
Aspect Ratio	0.736188	59.375
Min Dihedral Angle	0.565796	69.4511
Max Dihedral Angle	71.2138	167.996
Edge Length Ratio	1.02674	102.988
Volume	0.00268717	60426.2


Material Properties

Material: ORE


	<i>Project</i>		
	Modelo cablebolts 9m - com cablebolts por tras do HW		
	<i>Analysis Description</i>		
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_Undercut_with_cable2.rs3


Color		
Initial element loading	field stress & body force	
Elastic type	isotropic	
Young's modulus	42000 MPa	
Poisson's ratio	0.22	
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown	
Material type	Elastic	
Compressive strength	100 MPa	
mb parameter	1.5	
s parameter	0.02	
a parameter	0.5	

Material: HW


Color		
Initial element loading	field stress & body force	
Elastic type	isotropic	
Young's modulus	22000 MPa	
Poisson's ratio	0.23	
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown	
Material type	Elastic	
Compressive strength	37 MPa	
mb parameter	1.83	
s parameter	0.007	
a parameter	0.5	

Material: FW


	<i>Project</i>			Modelo cablebolts 9m - com cablebolts por tras do HW	
	<i>Analysis Description</i>				
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>	
	<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59		<i>File Name</i>	Model_Undercut_with_cable2.rs3


Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	30000 MPa
Poisson's ratio	0.22
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	100 MPa
mb parameter	2
s parameter	0.01
a parameter	0.5

Material: F1

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	7700 MPa
Poisson's ratio	0.26
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	50 MPa
mb parameter	1.36
s parameter	0.002
a parameter	0.51

Material: H1

	<i>Project</i>		
	Modelo cablebolts 9m - com cablebolts por tras do HW		
	<i>Analysis Description</i>		
	<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>Company</i>	
		<i>File Name</i>	Model_Undercut_with_cable2.rs3

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Elastic type	isotropic
Young's modulus	3800 MPa
Poisson's ratio	0.27
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	10.5 MPa
mb parameter	0.12
s parameter	0.001
a parameter	0.51



<i>Project</i>			
Modelo cablebolts 9m - com cablebolts por tras do HW			
<i>Analysis Description</i>			
<i>Drawn By</i>	Diogo Cordova	<i>Scale</i>	<i>Company</i>
<i>Date</i>	08/01/2016, 14:22:59	<i>File Name</i>	Model_Undercut_with_cable2.rs3