

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

**ANÁLISE TRIDIMENSIONAL DE MINA SUBTERRÂNEA  
COM ÊNFASE NA INTERAÇÃO ENTRE MACIÇO E  
PREENCHIMENTO  
(CASO DE ESTUDO: MINA CUIABÁ)**

**LUCAS ALBERTO VISSOTTO JÚNIOR**

**ORIENTADOR: LUIS FERNANDO MARTINS RIBEIRO**

**TESE DE DOUTORADO EM GEOTECNIA  
PUBLICAÇÃO: G.TD-089/13**

**BRASÍLIA / DF: DEZEMBRO/2013.**

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

**ANÁLISE TRIDIMENSIONAL DE MINA SUBTERRÂNEA  
COM ÊNFASE NA INTERAÇÃO ENTRE MACIÇO E  
PREENCHIMENTO  
(CASO DE ESTUDO: MINA CUIABÁ)**

**LUCAS ALBERTO VISSOTTO JÚNIOR**

TESE DE DOUTORADO SUBMETIDA AO DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA CIVIL E AMBIENTAL DA FACULDADE DE TECNOLOGIA DA UNIVERSIDADE DE BRASÍLIA, COMO REQUISITO NECESSÁRIO PARA A OBTENÇÃO DO GRAU DE DOUTOR.

APROVADA POR:

---

Prof. Luis Fernando Martins Ribeiro, DSc, UnB  
(ORIENTADOR)

---

Prof. André Pacheco de Assis, PhD, UnB  
(EXAMINADOR INTERNO)

---

Prof. André Luís Brasil Cavalcante, DSc, UnB  
(EXAMINADOR INTERNO)

---

Prof. Aldo Durand Farfán, DSc, UENF  
(EXAMINADOR EXTERNO)

---

Prof. Patrícia de Oliveira Faria, PhD, UFSC  
(EXAMINADOR EXTERNO)

BRASÍLIA/DF, 06 de Dezembro de 2013.

## FICHA CATALOGRÁFICA

VISSOTTO, LUCAS ALBERTO JÚNIOR

Análise Tridimensional de Mina Subterrânea com Ênfase na Interação entre Maciço e Preenchimento (Caso de Estudo: Mina Cuiabá). [Distrito Federal] 2013

xviii, 211 p., 210x297 mm (ENC/FT/UnB, Doutor, Geotecnia, 2013)

Tese de Doutorado – Universidade de Brasília, Faculdade de Tecnologia, Departamento de Engenharia Civil e Ambiental

1. Mina Subterrânea

2. *Backfill*

3. Tridimensional

4. *Cut and Fill*

I. ENC/FT/UnB

II. Título (série)

## ANÁLISE TRIDIMENSIONAL DE MINA SUBTERRÂNEA COM ÊNFASE NA INTERAÇÃO ENTRE MACIÇO E PREENCHIMENTO (CASO DE ESTUDO: MINA CUIABÁ)

### REFERÊNCIA BIBLIOGRÁFICA

VISSOTTO, L. A. J. (2013). Análise Tridimensional de Mina Subterrânea com Ênfase na Interação entre Maciço e Preenchimento (Caso de Estudo: Mina Cuiabá). Tese de Doutorado, Publicação G.TD-089/13, Departamento de Engenharia Civil e Ambiental, Universidade de Brasília, DF, 211 p.

### CESSÃO DE DIREITOS

NOME DO AUTOR: Lucas Alberto Vissotto Júnior

TÍTULO DA TESE DE DOUTORADO: Análise Tridimensional de Subterrânea com Ênfase na Interação entre Maciço e Preenchimento (Caso de Estudo: Mina Cuiabá).

GRAU / ANO: Doutor / 2013.

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

---

Lucas Alberto Vissotto Júnior  
Rua das Embaúbas, Quadra 24, Lote 13. Jardins Valência  
74.885-835 – Goiânia / GO – Brasil.

# DEDICATÓRIA

*Dedico este trabalho à Deus, aos  
meus Pais e a minha esposa Ana Paula.*

## **AGRADECIMENTOS**

Devo inicialmente agradecer à Deus, pelo amor e proteção;

Aos professores Luis Fernando Martins Ribeiro e Carlos Alberto Lauro Vargas, pela valiosa orientação, amizade e pela disponibilidade em todos os momentos;

Ao professor André Pacheco de Assis, pelo inesquecível primeiro ano do doutorado, momento ímpar para delineamento deste trabalho;

A todos os professores do Programa de Pós-Graduação em Geotecnia da Universidade de Brasília, pelos ensinamentos;

A todos os colegas e amigos da Geotecnia. Obrigado pelos momentos de reflexão e descontração;

A toda a minha família pelo amor, apoio e dedicação dispensados;

A Luciana Delabianca e todos os colegas do DNIT pela compreensão e incentivo durante o desenvolvimento deste trabalho.

Um especial agradecimento à todos os professores e colegas do Programa de Pós-Graduação em Geotecnia e Construção civil da Universidade Federal de Goiás, que me trouxeram até o doutorado.

A minha esposa querida pelo amor e compreensão para com as viagens do trabalho de campo e pelos finais de semana dedicados a produção deste trabalho;

À toda a equipe de Geotecnia da Mina Cuiabá, muito obrigado;

À UnB, CNPq, AngloGold e DNIT, pela oportunidade e pelo incentivo.

São poucas as palavras, mas trazem os meus sinceros e verdadeiros agradecimentos à todos que contribuíram direta ou indiretamente para este momento único.

# **ANÁLISE TRIDIMENSIONAL DE MINA SUBTERRÂNEA COM ÊNFASE NA INTERAÇÃO ENTRE MACIÇO E PREENCHIMENTO (CASO DE ESTUDO: MINA CUIABÁ)**

## **RESUMO**

Este trabalho apresenta uma análise tridimensional de mina subterrânea com ênfase na interação entre maciço rochoso e preenchimento (*backfill*), considerando o comportamento mecânico do maciço enquanto ocorre o progresso das escavações e da disposição com aumento da tensão confinante e endurecimento do módulo de deformabilidade. Foi realizado o monitoramento do caso de estudo da Mina Cuiabá e comparados os resultados com as modelagens tridimensionais. O tipo específico de lavra estudada foi o *cut and fill* com orientação sub vertical. Nas modelagens foi analisado o processo de endurecimento do modulo de deformabilidade do *backfill*, de acordo com a etapa do ciclo de lavra. Os resultados do monitoramento e das modelagens mostraram que a adoção pelo *backfill* contribui de modo ativo para a estabilidade e segurança da mina. O aumento da tensão confinante devido ao endurecimento do *backfill* aumentou a interação mecânica com o maciço. Um aspecto sócio ambiental importante relaciona-se ao preenchimento das escavações com rejeito que tendem a mitigar os impactos ambientais, principalmente pela considerável redução dos volumes de rejeitos dispostos em superfície.

**THREE-DIMENSIONAL ANALYSIS OF THE  
UNDERGROUND MINE WITH EMPHASES IN  
INTERACTION BETWEEN THE ROCK MASS AND  
BACKFILL  
(CASE STUDY: MINE CUIABÁ)**

**ABSTRACT**

This study presents a numerical and experimental three-dimensional analysis of the interaction rock mass / backfill, considering the mechanic behavior of rock mass, during the process of excavation and backfill disposal, with increase of the confining stress and the module deformability hardening. The study case of Mine Cuiabá was monitored and the results were compared with the three-dimensional models. The specific type of mine studied was the cut and fill with sub vertical orientation. In the simulations was considered the module of backfill deformability that varies according to the stage of the exploration cycle. The disposal via backfill technology was simulated and monitored, which the results showed a positive contribution with the stability and safety of mine. The increase of the confining stress due to the hardening of backfill deformability module improved the interaction rock mass and backfill. This study showed that the backfill disposal linked to underground exploration mine tends to mitigate the environmental impacts in the mine.

# SUMÁRIO

<u>CAPÍTULO</u>	<u>PÁGINA</u>
1. INTRODUÇÃO _____	1
1.1. RELEVÂNCIA DO TEMA _____	2
1.2. OBJETIVOS _____	3
1.3. ESTRUTURA DO TRABALHO _____	4
2. ATIVIDADE DE MINERAÇÃO – MÉTODOS DE LAVRA E A DISPOÇÃO TIPO <i>BACKFILL</i> _____	5
2.1. DISPOSIÇÃO DE REJEITOS E MEIO AMBIENTE _____	5
2.2. EXPLORAÇÃO MINERAL _____	6
2.3. EXPLORAÇÃO COM CÂMARAS E PILARES ( <i>ROOM PILLAR</i> ) _____	7
2.4. EXPLORAÇÃO POR CORTE E ENCHIMENTO ( <i>CUT AND FILL</i> ) _____	8
2.5. <i>BACKFILL</i> _____	10
2.5.1. O QUE É <i>BACKFILL</i> ? _____	10
2.5.2. FUNÇÃO DO <i>BACKFILL</i> _____	11
2.5.3. TIPOS DE <i>BACKFILL</i> _____	12
2.5.4. PROPRIEDADES DO <i>BACKFILL</i> _____	13
2.5.5. CRITÉRIO DE RESISTÊNCIA DO <i>BACKFILL</i> _____	17
2.6. CRITÉRIO DE RESISTÊNCIA DO MOHR & COULOMB _____	18
2.7. MODELAGENS COM <i>BACKFILL</i> _____	20
3. EQUIPAMENTOS E MÉTODOS _____	25
3.1. TENSÕES EM MACIÇO ROCHOSO _____	25
3.2. ENSAIOS PARA DETERMINAÇÃO DE TENSÕES IN SITU _____	26
3.3. INSTRUMENTAÇÃO E MONITORAMENTO _____	27
3.4. <i>NEW AUSTRIAN TUNNELLING METHOD</i> - NATM _____	32
3.5. MÉTODO DAS DIFERENÇAS FINITAS EXPLÍCITO (FLAC) _____	34
4. CASO DE ESTUDO: MINA CUIABÁ _____	50
4.1. CARACTERÍSTICAS DO CASO DE ESTUDO MINA CUIABÁ _____	50

4.2.	DESCRIÇÃO GEOLÓGICA GERAL	51
4.3.	DESCRIÇÃO DA MINA	55
4.4.	METODO DE LAVRA ATUAL	57
4.4.1.	CICLO OPERACIONAL	57
4.4.2.	SISTEMA DE SUPORTE	58
4.4.3.	SEÇÃO ESTUDADA	59
5.	METODOLOGIA	60
5.1.	ETAPAS DE PESQUISA	60
5.2.	CARACTERIZAÇÃO DA SEÇÃO	61
5.2.1.	TENSÕES <i>IN SITU</i>	62
5.2.2.	MONITORAMENTO DAS DEFORMAÇÕES	63
5.2.3.	LEVANTAMENTO ESTRUTURAL	64
5.3.	MODELAGENS	66
5.3.1.	PARÂMETROS ADOTADOS PARA O MACIÇO ROCHOSO	67
5.3.2.	PARÂMETROS ADOTADOS PARA O <i>BACKFILL</i>	70
5.3.3.	MODELAGEM BIDIMENSIONAL	74
5.3.4.	VERIFICAÇÃO DA FERRAMENTA TRIDIMENSIONAL	78
5.3.5.	MODELAGEM TRIDIMENSIONAL DO CASO DE ESTUDO COM ENDURECIMENTO DO <i>BACKFILL</i>	80
5.3.6.	MODELAGEM TRIDIMENSIONAL COM <i>BACKFILL</i> CONSTANTE	82
6.	RESULTADOS	83
6.1.	ENSAIOS DE CAMPO E LABORATÓRIO	83
6.1.1.	TENSÕES <i>IN SITU</i>	84
6.1.2.	MONITORAMENTO DE CONVERGÊNCIA	86
6.1.3.	ENSAIOS EM LABORATÓRIO	90
6.1.4.	LEVANTAMENTO ESTRUTURAL DO MACIÇO	93
6.2.	ANÁLISE NUMÉRICA BIDIMENSIONAL	95
6.3.	ANÁLISE NUMÉRICA TRIDIMENSIONAL	97
6.3.1.	VALIDAÇÃO DA MODELAGEM 3D	98
6.3.2.	CASO DE ESTUDO	109
6.3.3.	MODELAGEM DA MINA CUIABA COM ENDURECIMENTO DO <i>BACKFILL</i>	115
6.3.4.	MODELAGEM DA MINA CUIABÁ SEM O ENDURECIMENTO DO <i>BACKFILL</i>	120

<b>6.3.5.</b>	<b>MODELAGEM DA MINA CUIABÁ SEM O <i>BACKFILL</i></b>	<b>122</b>
<b>7.</b>	<b>CONCLUSÕES E SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS</b>	<b>125</b>
<b>7.1.</b>	<b>CONCLUSÕES</b>	<b>125</b>
<b>7.2.</b>	<b>SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS</b>	<b>126</b>
	<b>REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS</b>	<b>128</b>
	<b>APÊNDICE A – RESULTADOS DE ENSAIOS</b>	<b>134</b>
	<b>APÊNDICE B – RESULTADOS DA MODELAGEM 2D</b>	<b>156</b>
	<b>APÊNDICE C – PROGRAMAÇÃO FLAC SEM BACKFILL</b>	<b>158</b>
	<b>APÊNDICE D – PROGRAMAÇÃO FLAC COM BACKFILL CONSTANTE</b>	<b>167</b>
	<b>APÊNDICE E – PROGRAMAÇÃO FLAC COM BACKFILL VARIÁVEL</b>	<b>178</b>
	<b>APÊNDICE F – PROGRAMAÇÃO DA FRENTE DE ESCAVAÇÃO 3D</b>	<b>190</b>

# LISTA DE FIGURAS

<u>CAPÍTULO</u>	<u>PÁGINA</u>
Figura 2.1 - Desmonte por câmaras e pilares (Brady e Brown, 2004) _____	8
Figura 2.2 - Mina tipo <i>cut and fill</i> (BRADY & BROWN, 2004) _____	9
Figura 2.3 - Faixa de distribuição granulométrica típica do backfill. (Rankine <i>et al.</i> 2003) _	13
Figura 2.4 - Consistência típica do <i>backfill</i> _____	16
Figura 2.5 - Envoltória e círculo e Mohr _____	18
Figura 2.6 - Figura 2.5 – Superfície de plastificação de Mohr & Coulomb no espaço das tensões principais, para $c' = 0$ (Martins, 2008). _____	19
Figura 2.7 - Discretização da malha com a configuração da escavação com backfill: (a) realce vertical simétrico; (b) realce inclinado. _____	22
Figura 2.8 – Resultados: (a) Tensões em XX e YY; (b) Deslocamentos totais da escavação com aplicação do backfill (Li e Aubertin, 2009) _____	23
Figura 3.1 - Elemento cúbico com as tensões principais. _____	25
Figura 3.2 - Esquema da célula triaxial CSIR (Leeman, 1971 adaptado por Mafrá, 2001) __	27
Figura 3.3 - Visualização do princípio de operação do extensômetro fixo de furo (Modificado de Dunnicliff, 1988) _____	28
Figura 3.4 - Esquema do MPBEx _____	29
Figura 3.5 - A) Gráfico obtido com o MPBX, com deslocamento em função do tempo para cada ponto de medição; B) Gráfico obtido com o MPBX, com deslocamento em função da distância ao longo do extensômetro a partir da face _____	30
Figura 3.6 - Representação do funcionamento do SMART cables para a determinação da variação do deslocamento para cada ponto de medição _____	31
Figura 3.7 - Gráfico gerado com os resultados obtidos pelo monitoramento com o cabo SMART: força em função do tempo e da distância dos pontos de monitoramento ao longo do cabo _____	32
Figura 3.8 - Curva de convergência da escavação (Fenner & Pacher modificado de Rabcewicz, 1979). _____	33
Figura 3.9 - Equilíbrio da máxima força não balanceada (Springer, 2001). _____	37

Figura 3.10 - Situação de não convergência da máxima força não balanceada (Springer, 2001)	37
Figura 3.11 - Ciclo de calculo do FLAC (Springer, 2001)	38
Figura 3.12 - Tipo de sollicitação do elemento de viga (Itasca, 2005)	40
Figura 3.13 - Nomenclatura utilizada para a definição de termos básicos utilizados pelo FLAC 3D (ITASCA, 2005)	42
Figura 3.14 - Malha Gerada	46
Figura 3.15 - Verificação do equilibrio da força pelo “History”	46
Figura 3.16 - Verificação do equilibrio do deslocamento pelo “History”	47
Figura 3.17 - Verificação das tensões em zz	47
Figura 3.18 - Verificação dos deslocamentos tridimensionais após a escavação	47
Figura 4.1 - Mapa de localização da Mina Cuiabá	50
Figura 4.2 - Mapa Geológico da Mina Cuiabá (Vieira, 1988)	52
Figura 4.3 - Coluna estratigráfica esquemática (Todelo, 1997)	53
Figura 4.4 - Seção longitudinal esquemática da mina com o layout das escavações do setor FGS. (AngloGold, 2007)	56
Figura 4.5 - Ciclo operacional da mina Cuiabá	58
Figura 4.6 - Vista em plano do nível 10.1 do FGS (setores 1 ao 3) e Serrotinho (setor 4).	54
Figura 4.7 - Representação simplificada das unidades geológicas do maciço	60
Figura 5.1 - Fluxograma da metodologia da pesquisa	61
Figura 5.2 - Etapas de execução do ensaio de determinação de tensões, utilizando a célula <i>Doorstopper</i>	62
Figura 5.3 - Componentes do mecanismo de funcionamento do MPBEx	63
Figura 5.4 - Monitoramento instalado no teto do nível 10.2 FGS	64
Figura 5.5 - Curva de distribuição granulométrica do backfill disposto no FGS 10.2	71
Figura 5.6 - Ensaio de adensamento oedométrico	73
Figura 5.7 - Geometria das etapas da escavação da mina	75
Figura 5.8 - Estado inicial de tensão em yy	77
Figura 5.9 - Geometria do modelo comparativo com Kirsch	79
Figura 5.10 - Condições de contorno e iniciais do modelo 3D	81
Figura 6.1 – Levantamento topográfico em planta do Nível 10.2 com 700 m de profundidade	83
Figura 6.2 – (a) Projeção vetorial das tensões principais com eixos referenciais; (b) Projeção estereográfica polos dos planos de tensão.	84

Figura 6.3 – Visualização de quebras mecânicas em direção predominante, perpendicular à tensão principal maior, na rampa entre níveis 11 e 12	85
Figura 6.4 – Quebras por tensão em furo de ventilação, com cerca de 2 m de diâmetro, no realce 13.1 Fonte Grande Sul. Indicação de $k > 1$ .	85
Figura 6.5 – Comportamento do <i>backfill</i> (Revell, 2008)	76
Figura 6.6 - Resultados monitoramento deformação MPBEx da seção 3 FGS. (a) Deslocamento x Tempo (b) Deslocamento x Posição do sensor dentro do teto da escavação	87
Figura 6.7 – Resultado do ensaio oedométrico realizado com <i>backfill</i>	91
Figura 6.8 – Distribuição granulométrica do <i>backfill</i>	92
Figura 6.9 - Malha adotada e condições de contorno	96
Figura 6.10 - Deslocamentos em xx.	97
Figura 6.11 - Representação gráfica da malha 3D.	98
Figura 6.12 - Comparativo das tensões obtidas pela solução de Kirsch e pela simulação numérica.	103
Figura 6.13 - Distribuição das tensões xz para o modelo axissimétrico 3D	104
Figura 6.14 - Distribuição dos deslocamentos para o modelo axissimétrico 3D	105
Figura 6.15 - Representação gráfica da malha 3D utilizada para avanço da escavação	106
Figura 6.16 - Deslocamento para o avanço da escavação	107
Figura 6.17 - Deslocamento vertical para o avanço da escavação	108
Figura 6.18 - Deslocamento horizontal para o avanço da escavação	109
Figura 6.19 - Vista perspectiva da Mina Cuiabá	110
Figura 6.20 - Condições de contorno	111
Figura 6.21 - Geometria da modelagem do caso de estudo	112
Figura 6.22 - Geometria	113
Figura 6.23 - Ciclos de avanço da escavação	114
Figura 6.24 - Malha etapalizada	114
Figura 6.25 - Composição do maciço rochoso do caso de estudo	115
Figura 6.26 - Deslocamentos gerados pela segunda etapa de escavação para <i>backfill</i> com $E=300\text{MPa}$	116
Figura 6.27 - Deslocamentos totais com endurecimento do <i>backfill</i>	116
Figura 6.28 - Vista em corte com os deslocamentos gerados no plano yz em relação ao eixo y	117
Figura 6.29 - Tensões geradas em zz com endurecimento do <i>backfill</i>	117

Figura 6.30 - Tensão cisalhante gerada no plano xz à 50 m da face de escavação	118
Figura 6.31 - Diagrama de distribuição de tensão em relação ao eixo das escavações na base do backfill com endurecimento	119
Figura 6.32 - Comparação dos deslocamentos entre modelagem e monitoramento	119
Figura 6.33 - Deslocamentos totais sem endurecimento do <i>backfill</i>	120
Figura 6.34 - Tensões geradas em zz com endurecimento do <i>backfill</i>	121
Figura 6.35 - Resultados dos deslocamentos com <i>backfill</i> e avanço da face	121
Figura 6.36 - Diagrama de distribuição de tensão em relação ao eixo das escavações na base do <i>backfill</i> com e sem endurecimento.	122
Figura 6.37 - Tensões geradas em zz com endurecimento do <i>backfill</i>	123
Figura 6.38 - Deslocamentos totais no plano xz sem <i>backfill</i>	123
Figura 6.39 - Deslocamentos totais na parede sem e com <i>backfill</i> considerando o endurecimento	124

## LISTA DE TABELAS

<u>CAPÍTULO</u>	<u>PÁGINA</u>
Tabela 2.1 - Simulação numérica para análise de tensão com a geometria da escavação e propriedades do backfill ( $\gamma = 18\text{kN/m}^3$ ) _____	21
Tabela 3.1 - Modelos constitutivos utilizados pelo FLAC _____	36
Tabela 3.2- Indicador de plastificação (ITASCA, 2005) _____	45
Tabela 5.1 - Caracterização das descontinuidades estruturais no corpo Fonte Grande Sul ____	63
Tabela 5.2 - Estimativa do valor de D (Hoek et al., 2005) _____	70
Tabela 5.3 - Fases / <i>E - backfill</i> _____	74
Tabela 5.4 - Parâmetros do tirante _____	78
Tabela 6.1 - Tensões <i>in situ</i> _____	84
Tabela 6.2 - Resultados do monitoramento de deslocamentos por Marco _____	88
Tabela 6.3 - Síntese dos ensaios para resistência a compressão uniaxial _____	90
Tabela 6.3 - Propriedades da rocha intacta _____	76
Tabela 6.4 - Propriedades elásticas rocha intacta _____	92
Tabela 6.5 – Classificação Q _____	93
Tabela 6.6 - Classificação RMR _____	94
Tabela 6.7 - Parâmetros de entrada e saída das unidades geológicas _____	95

# LISTA DE SÍMBOLOS, NOMENCLATURAS E ABREVIATURAS

## Símbolo    Significado

ABNT	- Associação Brasileira de Normas Técnicas
ASTM	- <i>American Society for Testing and Materials</i>
BIF	- Formação Ferrífera Bandada <i>Banded Ironstone Formation</i>
CP	- Corpo-de-prova
$c$ , $S_i$	- Intercepto coesivo
CSIR	- <i>The Council for Scientific and Industrial Research</i>
$D$	- Diâmetro
$E$	- Módulo de deformabilidade
$FS$	- Fator de segurança
$g_i$	- Aceleração da gravidade
$G$	- Módulo de distorção
$GSI$	- Geological strength index
GNL	- Grupo Nova Lima Super
Ha	- Hectare
$J_n$	- Índice de influência do número de famílias das descontinuidades
$J_r$	- Índice de influência da rugosidade das paredes das descontinuidades
$J_a$	- Índice de influência da alteração das paredes das descontinuidades
$J_w$	- Índice de influência da ação da água subterrânea
$K$	- Módulo de compressibilidade volumétrica
$K_0$	- Relação entre tensão horizontal e vertical
KM	- Kilômetro
$m$	- Metros
MEC	- Método dos elementos de contorno
MEF	- Método dos elementos finitos
MDF	- Método das diferenças finitas
$mm$	- Milímetros
$MPBEx$	- <i>Multi point borehole extensometer</i>
MG	- Minas Gerais

$mb$	- Constante de Hoek e Brown para o maciço rochoso
$mi$	- Constante de Hoek Brown para a rocha intacta
$mr$	- Parâmetro de resistência residual – Hoek e Brown
NATM	- <i>New Austrian Tunnelling Method</i>
N	- Newton
$P_0$	- Carregamento hidrostático do maciço
$P_s$	- Pressão do suporte
$Q$	- Índice de qualidade de Barton et al.
RJ	- Rio de Janeiro
RMR	- <i>Rock mass rating</i>
SGRV	- Grupo Rio das Velhas
SMART	- <i>Stretch Measurement for Assessment of Reinforcement Tension</i>
$V$	- Volume da amostra
$VC$	- Velocidade crítica
$V_v$	- Volume de vazios
XRD	- Difração por raios-x
$\alpha$	- Relação entre raio e a distância de um elemento na direção radial do túnel
$\Delta\sigma$	- Tensão desviadora aplicada na amostra
$\Delta\epsilon_r$	- Deformações induzidas pela escavação
$\Delta t$	- Incremento de tempo
$\Delta ur$	- Deslocamento induzido pela escavação
$\gamma$	- Peso específico
$\eta$	- Porosidade
$C, \sigma_c, \sigma_{ci}$	- Resistência à compressão uniaxial
$\sigma_1$	- Pressão axial aplicada na amostra
$\sigma_3$	- Pressão confinante aplicada na amostra
$\sigma_r$	- Tensão radial
$\sigma_\theta$	- Tensão tangencial
$\sigma_{ij}$	- Componente do tensor de tensões
$\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$	- Componentes de tensão normal relativas a um sistema de coordenadas cartesiano xyz
$\tau_p$	- Resistência ao cisalhamento (tensão cisalhante de pico)

$\tau_{zx}, \tau_{yz}, \tau_{xy}$  - Componentes de tensão de cisalhamento relativas a um sistema de coordenadas cartesiano  $xyz$

$\theta$  - Ângulo formado entre a parede da escavação e o elemento estudado

$\varphi$  - Ângulo de atrito interno do material

$\nu$  - Coeficiente de poisson

$\rho$  - Densidade

$\delta_{ij}$  - Delta de Kronecker

$\omega$  - Teor de umidade

2D - Bidimensional

3D - Tridimensional

# 1. INTRODUÇÃO

As atividades de mineração, em desenvolvimento intenso e crescente, tem propiciado um aumento expressivo na geração de resíduos (estéreis e rejeitos), ocasionando uma necessidade de maiores áreas para estocagem e/ou contenção destes resíduos. Portanto, a enorme demanda por locais para dispor estes resíduos está cada vez mais condicionada às leis ambientais. Com todo esse cenário surge a necessidade de novas metodologias para disposição de rejeitos e estéreis que ofereçam maior segurança e economia, além da possibilidade de reaproveitamento de áreas já degradadas pela extração mineral.

Assim, inerente à atividade de mineração, está a geração de enorme quantidade de rejeitos. Desta forma, as mineradoras necessitam, em seu planejamento a longo prazo, incorporar, ao seu plano diretor, alternativas para disposição dos rejeitos mais seguras, econômicas e sustentáveis. Neste contexto, a disposição do tipo *backfill* em minas subterrâneas se coloca como desafio para o futuro (Gama e Torres, 2005).

Durante as últimas décadas, ocorreu um aumento da conscientização ambiental da sociedade, o aquecimento global e a preocupação com a geração de resíduos são questões novas e que tem motivado a comunidade científica buscar formas de otimização e racionalização dos processos de produção industrial. O *backfill* é a denominação internacional para o processo de retro preenchimento de escavações subterrâneas já lavradas. Embora esta técnica seja conhecida há muitos anos, sua utilização não se difundiu devido ao alto custo logístico de processamento e de disposição no ambiente subterrâneo. No entanto, com o avanço das técnicas de lavra e beneficiamento, o custo associado à aplicação da técnica de *backfill*, sendo assim viabilizada a aplicação desta técnica no contexto da disposição de rejeitos. Apesar disso, inúmeras pesquisas têm sido realizadas de maneira a desenvolver a técnica do *backfill*, visando melhorar cada vez mais o conhecimento dos efeitos desta técnica de disposição de rejeitos na estabilização do maciço escavado (Belem e Benzaazoua, 2004)

Antes da intervenção do homem o maciço rochoso se encontra num estado de tensões naturais e sua origem está associada à história geológica. Ao ser submetido a um processo de escavação subterrânea, o estado de tensões originais é perturbado, criando um novo estado de tensões induzidas (Hoek, 2006).

A escavação subterrânea se caracteriza pela intervenção que irá perturbar o estado de tensões naturais, provocando a sua redistribuição e gerando deformações na vizinhança da abertura. Nessa redistribuição, as tensões no contorno da escavação podem atingir valores tais

que atinjam a resistência do maciço, provocando a sua ruptura e conseqüentemente a sua instabilização. A medida do estado de tensões naturais no maciço rochoso é fundamental no projeto de escavações subterrâneas, pois determinar a orientação do eixo das escavações e o tipo de suporte mais eficiente para as tensões induzidas pela escavação (Hudson e Harrison, 1997).

A redistribuição de tensões é afetada principalmente pelo estado de tensões naturais, características do maciço rochoso, tipo de suporte aplicado e a geometria do túnel. Nas escavações subterrâneas, em geral, as cargas aplicadas são de valores menos significativos do que as forças originadas durante o processo de redistribuição de tensões (Goodman, 1989). A superfície escavada que faz necessária a instalação de suporte, interage com maciço de rocha de modo passivo ou ativo, e será condicionante na redistribuição das tensões originais, gerando deformações nas paredes e no teto do túnel (Hoek, 2006). Segundo Brady e Brown (2004) o *backfill* possivelmente atua no comportamento mecânico dos deslocamentos gerados na superfície escavada do maciço rochoso.

Nos dias atuais esses efeitos de tensões e deformações geradas pelas escavações podem ser previstas numericamente e monitoradas durante o período de execução e utilização da escavação, servindo como subsídio para retro analisar o comportamento da utilização do *backfill* com endurecimento, e seus efeitos na estabilização do maciço rochoso escavado.

## **1.1. RELEVÂNCIA DO TEMA**

No cenário internacional o espaço subterrâneo vem sendo significativamente ocupado. Nas últimas décadas ocorreram inúmeras escavações destinadas às mais variadas utilizações, tais como reservatórios de água, estações de tratamento de esgotos, estádios esportivos, depósitos de resíduos radioativos, depósitos de gás liquefeito, depósitos de petróleo bruto e usinas hidrelétricas (Franklin e Dusseault, 1989; Hoek, 2006).

Historicamente, o foco de investimentos das diversas mineradoras reside na linha do beneficiamento e tratamento dos minérios, objeto gerador de lucro, sendo os rejeitos e o estéril gerados na mina, produtos sem valor econômico, sendo tratados de forma secundária, bem como os métodos de disposição associados a esses materiais. Com isso, a construção de estruturas de contenção, utilizando o próprio rejeito como material de construção, era feita

com projetos precários de engenharia e muitas vezes sem qualquer controle tecnológico e construtivo (Gama e Torres, 2005).

Atualmente a disposição de rejeitos em cavidades subterrâneas tem sido um aspecto muito focalizado nos estudos e investimentos da mineração como alternativa para minimizar os impactos ambientais. A segurança estrutural da mina e o perfeito funcionamento dos sistemas armazenamento de rejeitos são fundamentais para a realização contínua das atividades minerais. A disposição de rejeitos em antigas galerias ou minas subterrâneas concomitantemente com o processo de extração mineral tende a minimizar os custos e os possíveis acidentes com vítimas humanas e ambientais (Gama e Torres, 2005).

Um projeto ambiental e estruturalmente adequado de exploração subterrânea certamente está relacionado à aplicação da disposição do tipo *backfill*. Essa condição, como visto anteriormente, busca a máxima eficiência econômica da mina com a disposição subterrânea dos rejeitos, minimizando problemas ambientais derivados das atividades de lavra e das barragens de rejeitos.

Observa-se, assim a grande importância do tema e considerando o exíguo número de trabalhos acerca do tema e a possibilidade da simulação numérica dessas atividades subterrâneas. Os estudos apresentados nesse trabalho serão úteis como subsídio para difusão e comprovação da contribuição do *backfill* na estabilidade das escavações subterrâneas.

## 1.2. OBJETIVOS

O objetivo principal desta pesquisa é realizar uma análise tridimensional de uma mina subterrânea com lavra pelo método *cut and fill*, tendo como ênfase o estudo da interação entre o maciço rochoso e o *backfill* com endurecimento. Em termos específicos esta pesquisa tende a buscar os seguintes aspectos:

- Proceder ao monitoramento real das tensões e deslocamentos do caso de estudo da Mina Cuiabá (Nova Lima, MG), que opera em lavra subterrânea por *cut and fill* com utilização do *backfill*, e realizar modelagens numéricas tridimensionais, buscou compreender o comportamento do *backfill*, por análises de tensão e deformação.
- Estudar os ciclos de lavra com o processo de endurecimento do *backfill* para o estado de tensões confinantes da etapa executiva. Avaliar os efeitos do avanço das escavações do

maciço rochoso com e sem *backfill*. Buscar reproduzir a condição real e melhorar o entendimento da interação maciço rochoso/*backfill*.

- Detalhar os principais comandos para realização das modelagens com o programa FLAC 3D (*Fast Lagrangian Analysis of Continua Tridimensional*) e validar do método por comparações com resultados analíticos e retroanálise das modelagens com os resultados do monitoramento de campo.

### **1.3. ESTRUTURA DO TRABALHO**

A estrutura desta tese é composta de seis capítulos: neste primeiro capítulo é apresentada uma breve introdução acerca do tema e apresentados os objetivos a serem cumpridos pelo trabalho. O segundo capítulo trata da atividade de mineração, enfocando os métodos de desmonte e a disposição *backfill*. No terceiro capítulo são abordados aspectos teóricos acerca das escavações subterrâneas com ênfase em ensaios para caracterização do maciço e nas ferramentas numéricas utilizadas nas análises. No quarto capítulo é apresentada a caracterização do caso de estudo da Mina Cuiabá com a definição da seção estudada. No quinto capítulo é apresentada a metodologia adotada para o desenvolvimento do trabalho, o monitoramento realizado em campo, os parâmetros e modelos adotados, a validação da ferramenta computacional utilizadas para análise das escavações, a definição dos ciclos operacionais de análise e a retroanálise dos resultados. No sexto capítulo são apresentados e discutidos os resultados. No sétimo capítulo são apresentadas as conclusões obtidas com o trabalho e feitas sugestões para trabalhos futuros.

## **2. ATIVIDADE DE MINERAÇÃO - MÉTODOS DE LAVRA E A DISPOSIÇÃO TIPO *BACKFILL***

Neste capítulo são relacionados os principais estudos já realizados sobre o tema, inicialmente com foco na abordagem ambiental da disposição dos rejeitos inerentes a exploração de minérios. São apresentados os principais métodos de lavra em mina subterrânea, pesquisas realizadas com *backfill*.

### **2.1. DISPOSIÇÃO DE REJEITOS E MEIO AMBIENTE**

Historicamente, a mineração foi vista essencialmente como uma atividade industrial incompatível com a proteção do meio ambiente. Mas, em anos recentes, as questões ambientais associadas à atividade mineira têm sido abordadas de maneira importante, ocupando uma posição significativa nos aspectos político, social e econômico (Singh 1988, citado por Gama e Torres, 2005).

A exploração e o aproveitamento dos recursos minerais, dentro do conceito da conservação do meio ambiente, devem ser realizados mediante uma gestão racional e integral.

As atividades básicas como a prospecção e avaliação de reservas, exploração, concentração ou beneficiamento e refinação provocam impacto ambiental de diversas formas e intensidades. O uso racional, integral e eficiente do meio natural, no processo da indústria mineira, necessita de uma gestão adequada dos recursos minerais, para o qual devem ser considerados os seguintes aspectos:

- aproveitamento integral das matérias primas;
- reciclagem de efluentes ou resíduos resultantes do processo operacional;
- eficiente utilização da energia;
- exploração racional de jazigos minerais;
- aumento da utilização do espaço subterrâneo;
- planejamento da produção com a disposição controlada dos rejeitos;
- reaproveitamento e tratamento da água;
- aplicação da legislação e norma ambiental.

A OGMC “*Oil, Gas, Mining, Chemicals*” da IFC “*International Finance Corporation*” do Banco Mundial (2007), referindo-se à mineração e ambiente indica que a mineração pode causar perturbações ambientais que vão desde a deposição de escombros e rejeitos, alteração dos solos, poeira e o ruído até o uso e poluição da água. No caso em que não são controladas adequadamente, algumas destas alterações podem afetar adversamente a saúde e a subsistência dos grupos vulneráveis e a biodiversidade da área de influência das operações.

A chave para a mitigação dos riscos ambientais é o ajuste da exploração apropriada e a monitoração dos riscos inerentes. Todos os projetos licenciados da mineração têm de obedecer às normas sociais e ambientais que ajudem a assegurar que as operações de mineração sejam empreendidas de maneira responsável (Gama e Torres, 2005). E finalmente, é importante notar que a adequada proteção ambiental e social tem que ser assegurada em todos os estágios de uma operação de mineração. Neste contexto, a disposição do rejeito processado em galerias subterrâneas lavradas, pode representar uma medida mitigadora responsável por viabilizar a exploração da mina, ou até mesmo a solução para reabertura de minas fechadas por questões técnico-ambientais.

## **2.2. EXPLORAÇÃO MINERAL**

A exploração mineral compreende a construção da infraestrutura mina, o arranque, remoção e transporte das reservas minerais, para seu posterior beneficiamento, utilizando métodos, equipamentos, materiais e produtos de vários tipos.

Diversos métodos de extração são aplicáveis na exploração das minas subterrâneas, sendo determinados pelas características: tamanho, forma, profundidade, teor de minério e estabilidade. A seguir será feita uma breve apresentação dos dois principais métodos de exploração de minas subterrâneas com a possível aplicação do *backfill*.

### 2.3. EXPLORAÇÃO COM CÂMARAS E PILARES (*ROOM PILLAR*)

No método de desmonte por câmaras e pilares, o minério é escavado o mais amplamente possível, deixando apenas pilares para suportar o teto e as paredes. Nestas circunstâncias, as dimensões das câmaras e dos pilares dependem da competência do maciço, da formação do corpo mineralizado e do estado de tensões *in situ*.

Os pilares são distribuídos regularmente, podendo ter seção circular ou retangular. Algumas vezes, ao invés de pilares, são mantidas paredes espessas situadas entre frentes de trabalho. Com a utilização do *backfill* reforçado como suporte passivo das escavações já lavradas, o minério contido nos pilares, pode ser extraído, porém como regra geral, atualmente é considerada perdido (Tesarik *et al.*, 2003). Um exemplo de lavra de câmara e pilares e utilização do *backfill* é o caso da Mina Buick no Estado do Missouri nos Estados Unidos, onde foi realizado um monitoramento das tensões e deformações geradas na mina durante um período de seis anos (Tesarik *et al.*, 2003). O método de desmonte por câmara e pilares é adotado principalmente quando o corpo de minério se encontra numa posição bastante próxima da horizontal. O depósito mineral deve ter uma espessura mínima conveniente de execução e trânsito de equipamentos, e tanto o minério quanto o maciço rochoso adjacente precisam ter boa competência.

A Figura 2.1 apresenta o ciclo operacional do método por câmaras e pilares em corpos de minério sub horizontais. A escavação é realizada com avanços de baixo para cima no interior do corpo mineralizado.

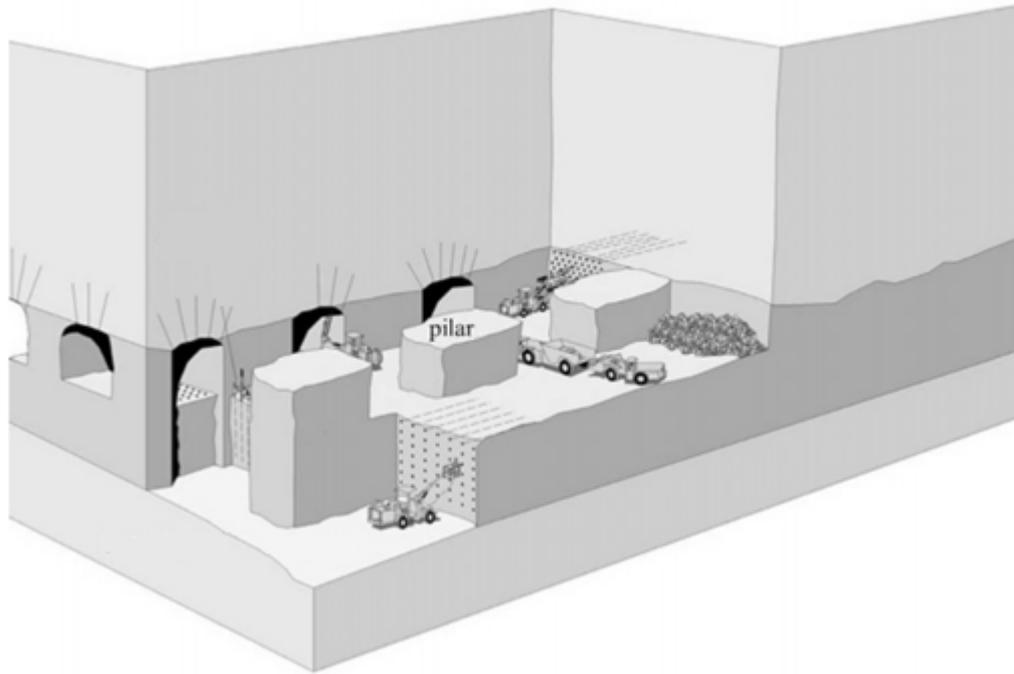


Figura 2.1 – Desmonte por câmaras e pilares (Brady e Brown, 2004).

#### **2.4. EXPLORAÇÃO POR CORTE E ENCHIMENTO (*CUT AND FILL*)**

O método por corte e enchimento é muito flexível e prontamente adaptável à quase todo corpo de minério. A aplicação padrão requer que uma tira de minério de 2, 4 a 3 m de espessura seja removida do teto do alargamento. Após a segurança do teto ser executada, o minério desmontado é removido pela da rampa de passagem, acessando a planta de processamento na superfície. Após a remoção da rocha desmontada, o piso da escavação é elevado até a altura correspondente à tira de minério removida. O enchimento do piso é realizado com *backfill*, e um outro ciclo de extração é então iniciado, conforme mostra a Figura 2.2.

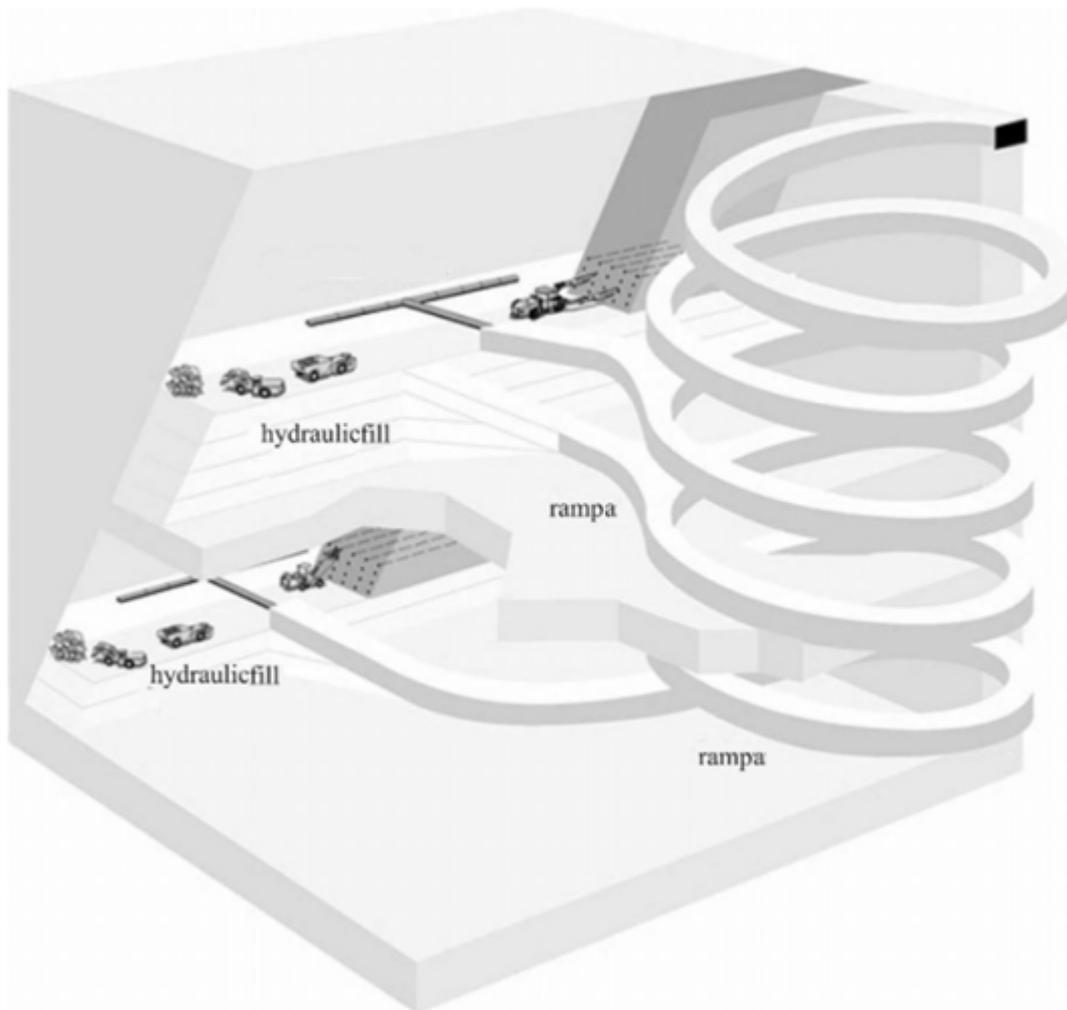


Figura 2.2 – Mina tipo *cut and fill* (BRADY & BROWN, 2004).

Esse método é mais aplicado em corpos de minério mergulhando em considerável extensão vertical, em áreas de minério que requerem lavra seletiva e onde existem condições de paredes encaixantes fracas. A lavra é conduzida ascendentemente em tiras da base para o topo do alargamento e, por isso, somente pequenas áreas de parede são expostas e por curto período de tempo.

Adaptável à maioria dos corpos de minério, o método de *cut and fill* é mais bem empregado onde o minério é descontínuo e onde a diluição é um problema para outros métodos aplicáveis nas mesmas condições. A altura da seção de lavra é determinada pela resistência da rocha encaixante. O *backfill* desempenha função do enchimento, promovendo uma plataforma de trabalho sobre a qual a próxima tira de minério é perfurada e detonada (Hartman (1982), citado por Gama e Torres, 2005).

O método “*cut and fill*” é empregado no Brasil em algumas minas:

- Mina de Cuiabá, mina de ouro da Anglo Gold, em Sabará, Minas Gerais;
- Mina de São Bento, mina de ouro da Eldorado, em Santa Bárbara, Minas Gerais;
- Maior parte da Mina de Crixás, mina do ouro da Anglo Gold/TVX-Normandy, em Crixás, Goiás.

## **2.5. BACKFILL**

Na lavra se faz necessário a utilização de suportes para viabilizar as operações, controlando as movimentações do maciço rochoso, evitando possíveis problemas ambientais e garantindo ou aumentando a produtividade e segurança operacional. Entre os suportes podem ser distinguidos dois tipos: os artificiais e os naturais. Os últimos abrangem pilares que são constituídos geralmente de minério, enquanto os primeiros abrangem desde ancoragens passivas ou ativas até os diversos tipos de *backfill* existentes, que serão tratados com mais detalhes neste item.

### **2.5.1. O QUE É BACKFILL?**

Ao longo dos últimos 25 anos, as minas subterrâneas têm utilizado cada vez mais o *backfill*. Este entusiasmo na utilização do *backfill* tem implicado numa melhor compreensão das suas propriedades físicas, comportamento mecânico e das diferentes composições. O *backfill* pode ser definido como o rejeito da lavra utilizado para retro preenchimento de uma escavação subterrânea, sendo composto ou não de misturas com água (*hydraulicfill*), cimento (*cimentfill*) ou apenas rejeitos grosseiros de rocha da escavação (*rockfill*). Os benefícios ambientais da devolução de parte do lançamento de resíduos no subsolo foi um fator incentivador do uso do *backfill*. Diferentes tipos de minas com utilização do *backfill* foram descritos por Hassani e Archibald (1998) e que consolidaram o viés ambiental da utilização da técnica de lavra para mitigação dos impactos ambientais. Estudos focados no comportamento mecânico maciço/*backfill* podem ser encontrados em publicações recentes incluindo Benzaazoua *et al.* (2002), Belém *et al.* (2000, 2002), Li e Aubertin (2009). Os dados disponíveis indicam que o *backfill* aplicado em minas, mesmo quando contém uma porção

significativa de ligante, comparativamente ao maciço rochoso possui resistência insignificante. No entanto, as forças de interação que desenvolvem entre a rocha e o *backfill* podem induzir alguma forma de transferência de carga ao longo da interface, desse modo, aparentemente seria um efeito não da resistência mecânica do *backfill*, mas devido ao efeito chamado de arqueamento. Essa transferência de carga deve ser entendida no sentido de avaliar adequadamente o comportamento do *backfill* otimizando o projeto. Estes métodos são essencialmente baseados na teoria dos fenômenos do arqueamento, que considera uma transferência de carga entre a parede e o *backfill* devido principalmente ao efeito causado pelo peso próprio do material. Em escavações já lavradas e preenchidas com *backfill*, a pressão vertical na base da escavação é inferior à pressão vertical correspondente ao peso da coluna de material. Isso ocorre devido a uma transferência horizontal de pressão. Essa transferência se dá devido ao atrito e à interação coesiva entre o enchimento e a parede de rocha. Quando os pilares e as paredes do realce começam a se deformar no sentido da escavação, o enchimento passa a oferecer uma resistência lateral passiva. Esta é definida como o estado de máxima resistência mobilizada quando as forças são direcionadas contra a massa de enchimento (Bowles, 1988).

### **2.5.2. FUNÇÃO DO BACKFILL**

A estabilidade local e global da mina pode ser melhorada através da disposição sistemática de *backfill* ao longo das escavações. Em ocorrências minerais do tipo tubular, como a Mina de Elliot Lake, localizada no estado de Ontário no Canadá ou as minas de ouro profundas da bacia de Witwatersrand na África do Sul, o *backfill* tem auxiliado com sucesso na mitigação de *rockburst* e na gestão do minério altamente estressado. Em Elliot Lake na década de 1980, foi utilizado *cimentfill* entre pilares. As regiões de aplicação foram escolhidas por serem menos propensas à *rockbursting*. A redistribuição de tensões pela colocação estratégica do *cimentfill*, num maciço com taxas elevadas de convergência pode permitir a transmissão de tensões através do *cimentfill*, possibilitando a realização de uma lavra mais segura (Tesarik *et al.*, 2009).

Na África do Sul muitas minas de ouro de nível profundo (superior à 3.000m) utilizam *backfill*. Nestes casos, o minério possui altura superior à 1,5m, impondo ao *backfill* alturas consideráveis. As magnitudes das tensões e dos deslocamentos são tão altas que é comum

ocorrer o encontro do piso com o teto da escavação. Neste cenário, os pilares de *backfill* mostram que são eficientes para controlar os deslocamentos e também permitem uma melhor redistribuição das tensões. O *backfill* aumenta a estabilidade local da mina oferecendo apoio passivo. O *backfill* desempenha um papel maior na estabilidade local e no controle das deformações em estados limites. Em Overhand, localizada na Suécia, existe uma mina com lavra do tipo *cut and fill*, em que a melhoria das condições da estabilidade foi observada assim como a facilidade de acesso às galerias adjacentes pelo uso do *backfill*, mostrando-se assim essencial no método de mineração desta mina. O *backfill* é utilizado como uma plataforma para permitir que os trabalhadores e equipamentos possam acessar a porção superior de um corpo mineral, como um “elevador”, acessando um pavimento em cada etapa de execução. O *Backfill* também pode desempenhar um papel na ventilação. Sua presença pode minimizar a entrada ou facilitar a saída de ar (Li e Aubertin, 2009).

### **2.5.3. TIPOS DE BACKFILL**

O *backfill* pode ser cimentado ou não cimentado. O cimento é necessário quando as paredes das escavações são expostas a pessoas ou equipamentos durante a recuperação de minérios imediatamente adjacentes como no caso do método de lavra *room and pillar*. Os pisos também podem exigir uma cobertura de preenchimento cimentado para o desempenho ideal de veículos e recuperação mais facilitada. O *Backfill* não cimentado é mais utilizado em minas estreitas. No entanto, áreas com aterro não cimentado devem estar claramente identificados em caso de acesso a uma área próxima. Estas comunicações são necessárias para que as precauções de segurança possam ser garantidas.

O *Hydraulicfill* é constituído por areia e água. Deve possuir um elevado teor de água, para permitir o transporte pelas tubulações e bombeamento.

O *Cimentfill* em pasta contém areia fina como agregado e o cimento como ligante. Comparado com o líquido, a pasta contém maior fração de finos, diferenciando principalmente quanto à consistência da mistura e a presença do ligante hidráulico.

O *Rockfill* consiste principalmente de agregado, mas às vezes inclui rejeitos ou areia para preencher a distribuição granulométrica (Benzaazoua *et al.*, 2002).

## 2.5.4. PROPRIEDADES DO *BACKFILL*

A avaliação das propriedades do *backfill* está relacionada ao tipo, método utilizado, sequenciamento da lavra e também ao custo demandado para implantação e manutenção ao longo do tempo de vida da mina. De modo geral, as características do material utilizado devem preencher as exigências de projeto da lavra. Cada tipo de *backfill* pode ser caracterizado pelas seguintes propriedades:

- A composição granulométrica do rejeito implicará nos parâmetros de resistência do material. Essa análise permite a comparação de diferentes lotes de rejeitos, bem como o estabelecimento dos parâmetros específicos ao lote. Segundo Rankine *et al.* (2003) a distribuição típica do tamanho dos grãos do *backfill* é apresentada pela faixa sombreada da curva de distribuição granulométrica, conforme mostra a Figura 2.3.

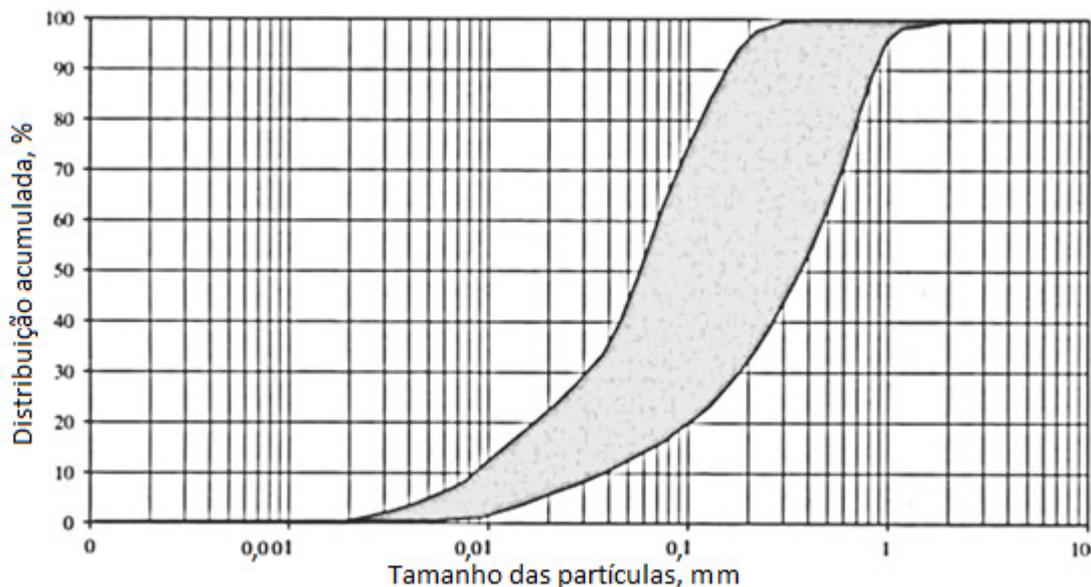


Figura 2.3 – Faixa de distribuição granulométrica típica do *backfill* (Rankine *et al.* 2003).

- Segundo Jung e Biswas (2002) é recomendável que os materiais a serem utilizados no *backfill* sejam submetidos ao ensaio de difração por raios-x (XRD) para determinar sua composição mineralógica. Com respeito às areias naturais, o material deve ser isento de matéria orgânica. A matéria orgânica pode causar reações adversas no caso da opção pelo

*cimentfill*. A presença de minerais sulfetados em quantidades ácida de 5%, pode causar a perda da resistência do ligante à longo prazo. A presença de zinco no *backfill* pode retardar o tempo de pega de alguns ligantes.

- O teor de umidade ( $w$ ) do material é definido pela relação:  $w (\%) = (\text{massa da amostra úmida} - \text{massa da amostra seca}) / \text{massa da amostra úmida}$ . O conhecimento do teor de umidade permite a correção e controle da quantidade de água necessária para o bom funcionamento do processo de transporte de disposição.
- O coeficiente de permeabilidade influenciará no tempo de escoamento da água. O *backfill* saturado a uma determinada altura pode exercer uma pressão que exceda a resistência de uma barricada. O efeito de uma grande vibração, resultante de uma detonação próxima poderia fazer com que o *backfill* saturado, repentinamente, passe a se comportar como um líquido, este efeito é denominado liquefação. Embora no caso da adição de ligante em cerca de 2% é possível de eliminar o potencial de liquefação. Outro modo de evitar este efeito é por meio da redução da velocidade de disposição, com vistas à auxiliar à drenagem do *backfill* (Jung e Biswas, 2002).
- A densidade relativa dos sólidos é a razão entre a densidade de uma unidade de volume do *backfill* pela densidade de uma unidade de volume de água. Por exemplo, uma amostra com uma densidade de  $2500 \text{ kg/m}^3$  e água à  $20^\circ\text{C}$ , com uma densidade aproximada de  $1000 \text{ kg/m}^3$  tem uma densidade relativa de 2,5. (Jung e Biswas, 2002).
- O índice de vazios é definido como a razão entre o volume de vazios pelo volume de sólidos. McGary (1961) determinou que o preenchimento ideal de um recipiente por um material com grãos em três tamanhos diferentes, tais como, grosseiro, médio e fino, as melhores percentagens são 66:25:9, respectivamente, na proporção de tamanho 77:7:1 (aberturas de peneiras de 7, 60, 400 respectivamente). Nesse cenário considerando os grãos como esferas, o arranjo ainda permitiria 10% vazios, ou seja, as esferas estariam ocupando 90% do volume. Assim um índice de 83% é considerado como sendo uma boa densidade pois haverá uma melhor distribuição, aumentando assim a coesão do material.
- A resistência do *backfill* pode ser estimada por determinação da sua resistência à compressão uniaxial. É comum fazer misturas de amostras de *backfill* em laboratório utilizando rejeitos, areia e/ou rocha. O *backfill* é normalmente colocado num cilindro de 200mm x 100mm ou 300mm x 150mm e curado numa sala com 100% de umidade e temperatura controlada até a sua ruptura. Nas dosagens *in situ* são difíceis de obter a homogeneidades do *backfill*. Mesmo assim podem ser extraídas amostras de campo para

serem ensaiadas em laboratório. A experiência atual mostra que as amostras de campo são frequentemente mais resistentes que as moldadas em laboratório. Belem *et al.* (2002) relata que a combinação de drenagem e pressão do maciço sobre o *backfill* é provavelmente a principal razão para a diferença de campo e laboratório. Um fator adicional refere-se a data de obtenção da amostras enquanto em campo são obtidos após meses ou anos, no laboratório geralmente é feito após 28 dias. Esse diferencial temporal permite ao ligante um tempo adicional para ganhar mais resistência à compressão (NBR 12.767/92). Várias das características que foram discutidas acima têm influência direta sobre o *backfill*. O tamanho dos grãos e sua distribuição desempenham um papel importante não apenas na resistência, mas também no coeficiente de permeabilidade, índice de vazios, teor de umidade e consolidação. A interdependência dessas características significa que a resistência pode ser otimizada ou não dependendo da combinação. Por exemplo, se a densidade for maximizada, aumentará a resistência para uma mesma quantidade de ligante. No entanto a presença de muitos finos (maior que 15%) pode reduzir a permeabilidade que retardará a drenagem da água. A resistência à compressão do *backfill* pode ser aumentada com a adição de ligante à mistura. No entanto, a adição em excesso de água em relação ao ligante, pode ter um efeito negativo na resistência do *backfill*.

- O entendimento da reologia do *backfill* é a característica chave para vários parâmetros que são necessários para a concepção de um sistema logístico com o mínimo de interrupções e longevidade. Reologia (do grego rheo-fluxo e logia-conhecimento) abrange a ciência que estuda os fenômenos de fluxo. Os fluidos podem se comportar de muitas maneiras diferentes, devido a fatores tais como o tamanho da partícula, a velocidade de fluxo, o diâmetro do tubo e a densidade. No caso do *backfill*, a quantidade de água deve ser tal que forme uma massa viscosa, garantindo, assim, um fluxo laminar durante o seu transporte pelos dutos (Potvin *et al.*, 2005). Problemas relacionados a quantidade de água podem obstruir as tubulações: em seções de tubos muito extensos, com nenhuma mudança na direção da escavação ou quando ocorre uma mudança na consistência da pasta. A Figura 2.4 apresenta a consistência típica do *backfill*.



Figura 2.4 – Consistência típica do *backfill*.

Thomas (1979) simplificou a classificação das misturas encontradas para o *backfill* hidráulico, adotando basicamente como homogênea ou heterogênea. A mistura homogênea contém partículas finas (<50 microns) que são uniformemente distribuídos conforme a seção transversal da tubulação de descarga. Durante o fluxo na tubulação, uma mistura homogênea comporta-se como um líquido puro de mesma densidade e com uma viscosidade aparente que depende da concentração de sólidos. Um fluxo heterogêneo é caracterizado pela distribuição não uniforme através da seção transversal da tubulação. Dentro de uma mistura heterogênea existem vários regimes de fluxo que são ditados de acordo com o tamanho da partícula e velocidade do fluxo. Para altas velocidades, a distribuição de sólidos nas misturas heterogêneas com concentrações mais elevadas pode ter o comportamento como de uma mistura homogênea. Este regime é denominado como pseudo-homogêneo. Em velocidades mais baixas as partículas mais densas se depositam na parte inferior da tubulação, onde se movimentam por saltamentos intermitentes, num regime de fluxo conhecido como saltação ou rolagem ao longo do fundo da tubulação. Para velocidades ainda mais baixas, as partículas maiores podem formar um leito estacionário. Esta condição reduz a seção transversal da tubulação diminuindo a eficiência do lançamento e deve ser evitado.

Para minas profundas a velocidade de fluxo é muitas vezes demasiadamente alta. Vários relatos demonstraram que a taxa de desgaste dos tubos é proporcional à velocidade da pasta a ser transportada (McKibben e Shook, 1991), e que entre os fatores que afetam o

desgaste do tubo, a velocidade é considerada como a principal responsável (Steward e Spearing, 1992). Conseqüentemente, os métodos para controle da velocidade do fluxo são fundamentais, no controle do desgaste das tubulações. Várias estratégias para reduzir a velocidade excessiva da pasta podem ser adotadas:

- ajustar o tamanho das partículas do *backfill*;
- adequar a densidade da pasta;
- não utilizar inclinações muito verticalizadas para a tubulação;
- acrescentar uma tubulação horizontal adicional para absorver a energia.

O ângulo de atrito do *backfill* depende do formato das partículas que compõem o mesmo e do seu grau de adensamento. O mesmo pode ser comparado a um solo arenoso quanto à coesão, por ser praticamente nula.

### **2.5.5. CRITÉRIO DE RESISTÊNCIA DO *BACKFILL***

O sucesso no dimensionamento de obras geotécnicas depende do comportamento dos materiais envolvidos, constituindo em uma fase essencial para determinar o grau de desempenho e segurança durante o seu período de vida útil. A previsão do comportamento dos materiais, quando submetidos a determinadas solicitações, é conseguida com o emprego de leis constitutivas ou modelos constitutivos adequados para traduzir a relação tensão-deformação. A complexidade do modelo matemático que define a lei constitutiva do material é diretamente proporcional aos fatores que busca representar (Martins, 2008). Segundo Yu (1992) podem ser utilizados vários modelos constitutivos para estimar a resistência do *backfill*. Pesquisas atuais (Aubertin, 1999; Aubertin *et al.*, 2003; Li *et al.*, 2003, 2005, 2006, 2009) tem sido feitas com base no uso do critério de resistência de Mohr & Coulomb para modelagens com *backfill*.

O modelo de Mohr & Coulomb é um modelo denominado de elástico perfeitamente plástico, porque o material se comporta como linear elástico até atingir a ruptura. Neste modelo, o material apresenta um comportamento linear elástico até atingir uma determinada tensão de escoamento, se mantendo então constante para acréscimos de deformações plásticas.

## 2.6. CRITÉRIO DE RESISTÊNCIA DE MOHR & COULOMB

O critério de ruptura de Mohr & Coulomb é um modelo denominado de elástico perfeitamente plástico, porque o material apresenta comportamento linear elástico até atingir a ruptura. Neste modelo, o material apresenta um comportamento linear elástico até atingir uma determinada tensão de escoamento, mantendo constante para acréscimos de deformações plásticas.

Por definição a ruptura ocorre quando o círculo representativo do estado de tensão atinge a reta que relaciona a tensão cisalhante,  $\tau$ , com a tensão normal,  $\sigma$ , em termos de tensões efetivas (Figura 2.5):

$$\tau = c' + \sigma' \cdot \tan \phi' \quad (2.1)$$

Onde  $c'$  é a coesão e  $\phi'$  o ângulo de atrito do material, em termos efetivos.

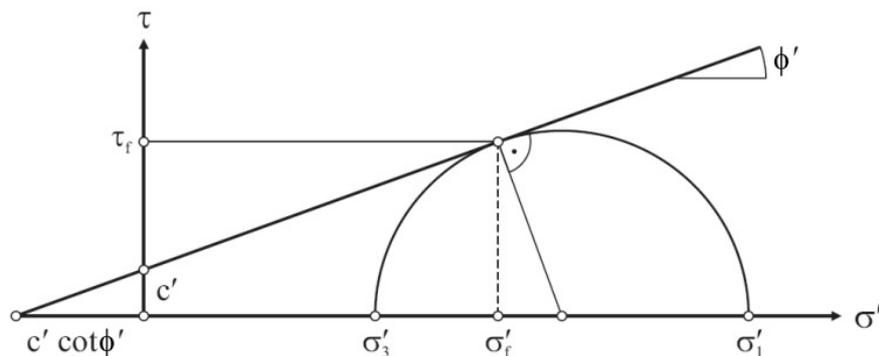


Figura 2.5 - Envoltória e círculo e Mohr.

As condições totais do critério de plastificação de Mohr & Coulomb podem ser definidas por três funções de plastificação, quando formuladas em termos de tensões principais, ou seja:

$$f_1 = \frac{1}{2}|\sigma_2 - \sigma_3| + \frac{1}{2}(\sigma_2 + \sigma_3)\text{sen}\phi' - c' \cdot \text{cos}\phi' < 0 \quad (2.1)$$

$$f_2 = \frac{1}{2}|\sigma_3 - \sigma_1| + \frac{1}{2}(\sigma_3 + \sigma_1)\text{sen}\phi' - c' \cdot \text{cos}\phi' < 0 \quad (2.2)$$

$$f_3 = \frac{1}{2}|\sigma_1 - \sigma_2| + \frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_2)\text{sen}\phi' - c' \cdot \text{cos}\phi' < 0 \quad (2.3)$$

As funções de plastificação plotadas no espaço das tensões principais definem a superfície da Figura 2.6.

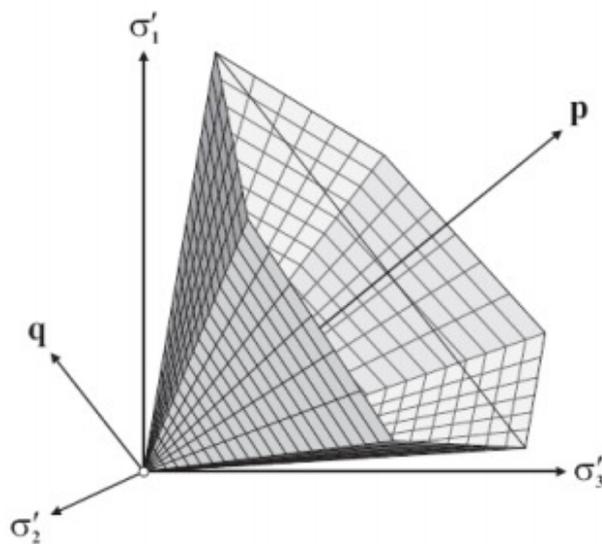


Figura 2.6 – Superfície de plastificação de Mohr & Coulomb no espaço das tensões principais, para  $c' = 0$  (Martins, 2008).

O modelo de Mohr & Coulomb é definido com os parâmetros: coesão ( $c'$ ) e do ângulo de atrito ( $\phi'$ ) o modelo ainda utiliza o módulo de elasticidade ( $E$ ), o coeficiente de Poisson ( $\nu$ ) e o ângulo de dilatância ( $\psi$ ).

## 2.7. MODELAGENS COM *BACKFILL*

Avaliar as tensões na escavação com *backfill* constitui um passo fundamental para assegurar a segurança da mina subterrânea e analisar resposta do *backfill*. Nos últimos anos, vários trabalhos (Belém *et al.* 2004, Aubertin 1999; Aubertin *et al.* 2003; Li *et al.* 2003, 2005, 2006, 2009) têm apresentado diferentes métodos para a realização de investigações numéricas e analíticas para avaliar o estado de tensões em escavações com *backfill*. Os resultados mostraram transferência de tensões significativas para o maciço rochoso ao longo das paredes escavadas que induz um efeito de arqueamento, sendo a maior parte das soluções apresentadas desenvolvidas para aberturas subverticais. Li e Aubertin (2009) apresentam os resultados de uma extensa investigação numérica sobre escavações subverticais com *backfill*. A ênfase destes estudos está relacionada à influência da geometria da escavação, às propriedades do *backfill* e à seqüência de preenchimento. O principal resultado das modelagens, indicaram que o aumento do valor da coesão tende a incrementar a reação do *backfill* no maciço, passando de um material formado por partículas para um meio consolidado, com cada camada de enchimento respondendo como a flexão de uma viga sob cargas verticais.

Nos caso da utilização do *backfill* em minas *cut and fill* com realces relativamente estreitos, a transferência de carga para os pilares rígidos pode levar a uma diminuição na tensão vertical (Aubertin 1999; Aubertin *et al.* 2003; Li *et al.* 2003, 2005, 2006). Contudo, esta transferência de carga foi confirmada por aferições de tensões *in situ* (Knutsson 1981; Hustrulid *et al.* 1989; Belém *et al.* 2004) e por ensaios de laboratório (Mitchell 1992; Pirapakaran e Sivakugan 2007). Observou-se também que a transferência de tensão para os pilares tende a reduzir significativamente a tensão residual aplicada ao *backfill*.

A distribuição de carga nas escavações com *backfill* podem ser investigadas utilizando modelos físicos, medições de campo, soluções analíticas e modelagem computacional. Os modelos numéricos são muito mais flexíveis, e podem abordar análises de tensão e deformação. No entanto, existem relativamente poucos exemplos de modelagens desenvolvidas com o *backfill*. Entre estes, pode-se citar o trabalho de Pariseau e Kealy (1973) que foram provavelmente os primeiros pesquisadores a aplicar o método de elementos finitos para a análise de minas subterrâneas com *backfill*. Pariseau (1975, 1981) e Pariseau *et al.* (1976) realizaram simulações elastoplástica de elementos finitos para realces estreitos e profundos. Os resultados obtidos nas simulações numéricas mostraram uma boa concordância

com os dados de campo. Aubertin *et al.* (2003) realizaram simulações com o programa de elementos finitos Phase (Rocscience, 2002) para realces verticais com paredes convergentes, que comprimem o *backfill*. Os resultados obtidos indicaram que neste caso, a tensão vertical pode ser maior que a tensão natural do maciço, devido à altura do *backfill*. Li *et al.* (2003) utilizaram o FLAC 2D (“Fast Lagrangian Analysis of Continua”), programa de modelagem por diferenças finitas desenvolvido pelo Itasca (2002) para um caso típico de escavação inclinada *cut and fill*. Os resultados encontrados foram posteriormente comparados com medições feitas em um modelo físico desenvolvido por Take e Valsangar (2001), sendo obtida uma boa correlação em termos de tensões de deformações. O trabalho de Li *et al.* (2003) também mostrou que o FLAC 2D está bem adaptado para avaliar o estado de tensão em escavações com *backfill*. Mais recentemente, Li *et al.* (2007) adotaram um procedimento para investigar a distribuição de tensões em escavações inclinadas. As tensões obtidas com uma camada única de *backfill* foram, em média, um pouco menor do que àquelas obtidas com a abordagem anterior usada por Li *et al.* (2003). Essas comparações têm servido para validar, em parte, a modelagem numérica. Entretanto, estas pesquisas mostraram que o *backfill* deve ser analisado em mais de uma etapa de escavação/aplicação e a necessidade de adequação do programa FLAC para utilização em pesquisas com *backfill*.

Li e Aubertin (2009) apresentaram resultados de modelagens com o programa FLAC 2D, para aplicação do preenchimento em múltiplas etapas. Escavações com diferentes propriedades de geometria e do *backfill* foram simuladas. Os resultados mostraram a influência de vários fatores sobre o estado de tensão no *backfill*. Foi observado que a sequência de preenchimento tende a ter um efeito significativo sobre o estado de tensão.

O *backfill*, com ou sem cimento, tem, tipicamente, um dispositivo mecânico não linear de resposta. Este comportamento pode ser simulado com o programa FLAC. O código do programa FLAC é utilizado para modelagens bidimensionais e tridimensionais por diferenças finitas, que usam um esquema explícito de cálculo de Lagrange, e uma discretização técnica de zoneamento. É bem adaptado para problemas geotécnicos que consistem em várias fases, tais como seqüência de escavação e / ou enchimento (Detournay e Hart 1999).

A Figura 2.7 mostra uma escavação inclinada típica com *backfill* modelada por Li e Aubertin (2009) para avaliar o efeito da disposição do *backfill*. O maciço rochoso foi considerado isotrópico, homogêneo e linearmente elástico, com os seguintes parâmetros:  $E = 30 \text{ GPa}$  (módulo de deformabilidade),  $\nu = 0,3$  (Coeficiente de Poisson),  $\gamma = 27 \text{ kN/m}^3$  (peso específico). Para o *backfill* foi utilizado o modelo elastoplástico com o critério de Coulomb. As suas propriedades são descritas pelos valores de  $E$ ,  $\nu$ ,  $\gamma$ ,  $c$  (coesão) e  $\phi$  (ângulo de atrito).

A escavação é preenchida até uma altura final de 45 m. A inclinação da escavação é dada por  $\alpha$  (que varia de  $90^\circ$  a  $60^\circ$  com relação à horizontal). A Figura 2.7 mostra a malha utilizada para a modelagem numérica realizada. Foi adotada uma malha de  $60 \times 180$  elementos para escavação vertical e  $120 \times 180$  elementos para escavação inclinada. A escavação do realce foi inicialmente preenchida, podendo assumir a convergência zero nas paredes do maciço. O preenchimento foi realizado em quatro etapas (camadas) durante as simulações, conforme a Tabela 2.1.

Tabela 2.1 - Simulação numérica para análise de tensão com a geometria da escavação e propriedades do backfill ( $\gamma = 18\text{kN/m}^3$ ).

$\alpha$ ( $^\circ$ )	$B$ (m)	$E$ (MPa)	$\mu$	$\phi$ ( $^\circ$ )	$c'$ (kPa)	$\Psi'$ ( $^\circ$ )	Layers
80	6	300	0.2	30	0	0	4
var	6	300	0.2	30	0	0	4
75	var	300	0.2	30	0	0	4
75	6	var	0.2	30	0	0	4
75	6	300	var	30	0	0	4
75	6	300	0.2	var	0	0	4
75	6	300	0.2	30	var	0	4
75	6	300	0.2	30	0	var	4
90	6	300	0.2	30	0	0	var
75	6	300	0.2	30	1,000	0	4
75	6	300	0.2	30	1,000	0	var

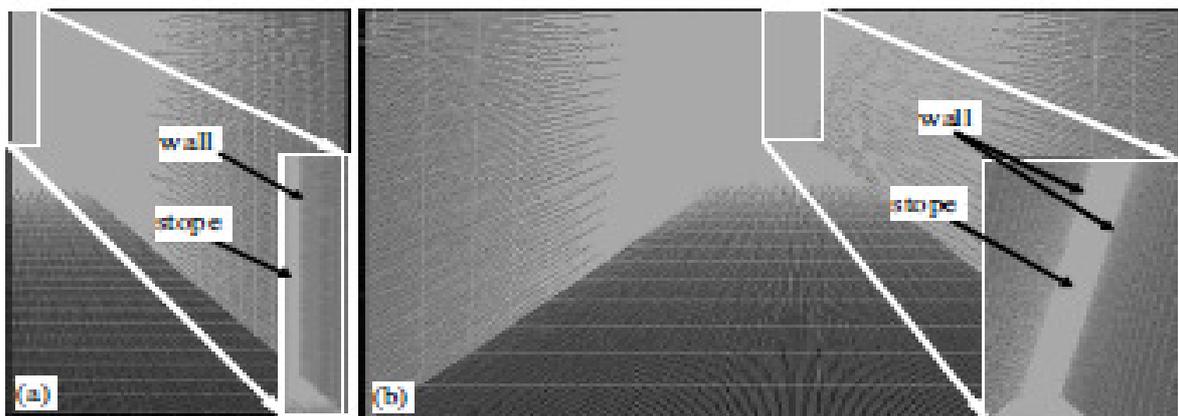
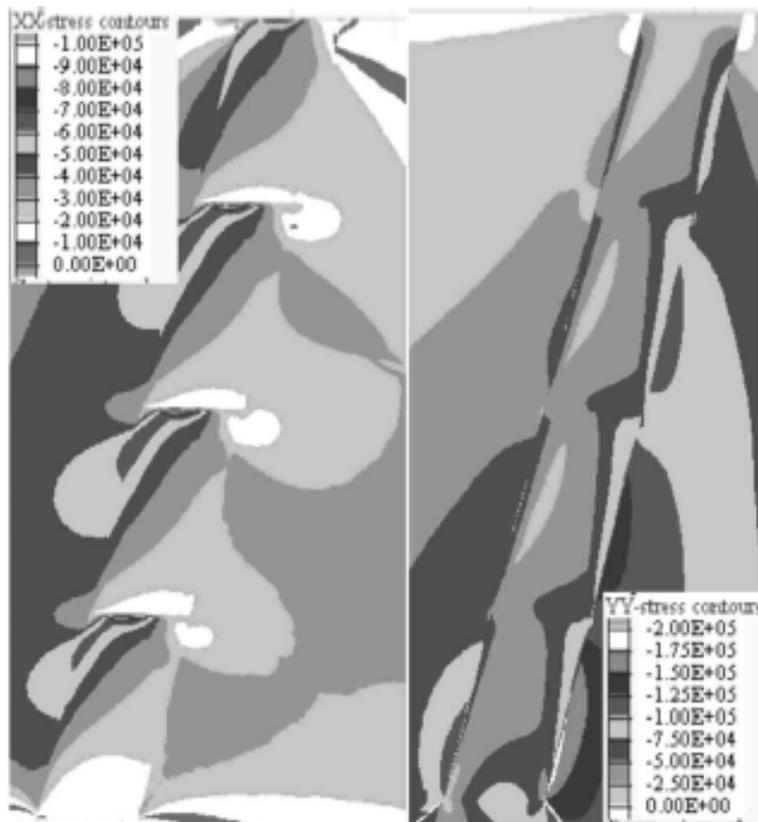
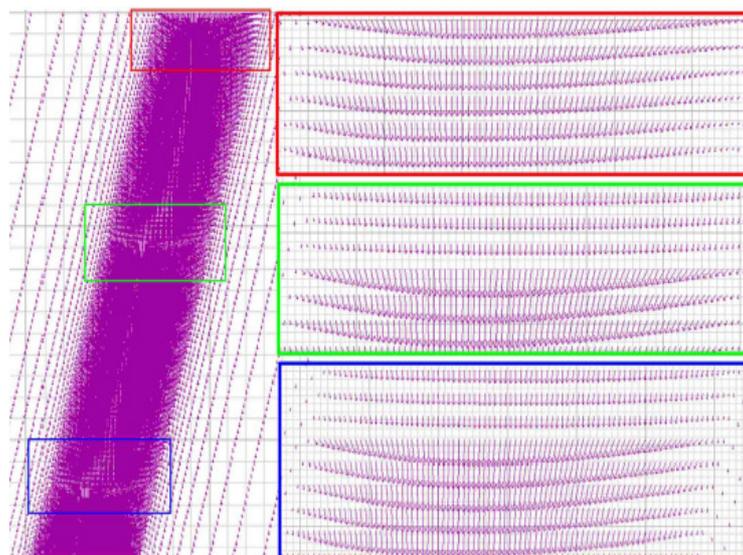


Figura 2.7 - Discretização da malha com a configuração da escavação com backfill: (a) realce vertical simétrico; (b) realce inclinado (Li e Aubertin, 2009).

A Figura 2.8 mostra o efeito do arqueamento em termos de tensão e deformação após aplicação do *backfill* em quatro camadas para o realce inclinado.



(a)



(b)

Figura 2.8 – Resultados: (a) Tensões em XX e YY; (b) Deslocamentos totais da escavação com aplicação do *backfill* (Li e Aubertin, 2009).

Portanto as pesquisas atuais, principalmente a partir da última década, buscaram entender o comportamento do *backfill* em escavações subterrâneas, como suporte. Desmistificando os trabalhos anteriores que enfocavam o modo de disposição apenas como solução ambiental para a disposição dos rejeitos. Buscando avaliar o comportamento do *backfill* em escavações lavradas foram realizadas modelagens bidimensionais com parâmetros fixos, considerando o módulo de deformabilidade constante independentemente da etapa da lavra. Análises tridimensionais permitiriam modelar inúmeras etapas de lavra e com o auxílio de um programa aberto seria possível analisar um caso real por ciclo operacional, introduzindo o fenômeno do endurecimento ao *backfill* por etapa de disposição. Por ser um tema atual, profissionais mais experientes em certa medida, possuem receio em acreditar nos efeitos positivos da disposição na estabilização do maciço.

### 3. EQUIPAMENTOS E MÉTODOS

Neste capítulo são apresentados os equipamentos de ensaios utilizados para caracterizar o caso de estudo e os métodos de análise com base na mecânica de rochas e a modelagem numérica utilizados neste trabalho.

#### 3.1. TENSÕES EM MACIÇOS ROCHOSOS

Os maciços rochosos estão naturalmente submetidos a tensões virgens, denominadas tensões naturais (Amadei & Stephansson, 1997). O conceito de tensão utilizado em mecânica das rochas é baseado na formulação proposta por Cauchy e generalizada por St. Venant na França durante o século XIX (Timoshenko, 1968).

Um elemento cúbico infinitesimal está submetido a três componentes de tensões normais  $\sigma_x$ ,  $\sigma_y$ ,  $\sigma_z$  e seis tensões cisalhantes  $\tau_{xy}$ ,  $\tau_{yx}$ ,  $\tau_{xz}$ ,  $\tau_{zx}$ ,  $\tau_{yz}$ ,  $\tau_{zy}$ . Aplicando estas componentes às equações de equilíbrio de momento tem-se que  $\tau_{xy} = \tau_{yx}$ ,  $\tau_{xz} = \tau_{zx}$  e  $\tau_{yz} = \tau_{zy}$ . Esta condição resulta então em três tensões normais e três tensões cisalhantes que definem o estado de tensões de um ponto. Alternativamente, o estado de tensões pode ser representado por três tensões principais  $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$  e  $\sigma_3$ , orientadas segundo as coordenadas cartesianas  $x$ ,  $y$ ,  $z$  e onde as tensões cisalhantes são nulas conforme mostra Figura 3.1.

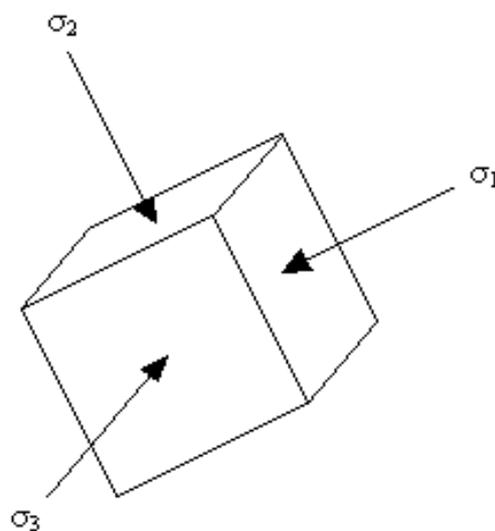


Figura 3.1 - Elemento cúbico com as tensões principais.

Na Engenharia Civil e Engenharia de Minas, o controle da distribuição das tensões e a magnitude das perturbações nas tensões naturais causadas por abertura de túneis, minas e escavações subterrâneas em geral, deve ser monitorada constantemente (Hoek & Brown, 1980). As concentrações de tensões causadas por escavações mobilizam a resistência local do maciço rochoso e, dependendo dessa redistribuição de esforços, pode levar a ruptura.

Em geral, os problemas com estabilidade de blocos ocorrem em obras de escavações em profundidades entre 0 e 200 m, a partir desta profundidade e, dependendo da litologia do maciço, a variável dominante na estabilidade das escavações não seria somente o número de famílias de fraturas, mas a resistência da rocha intacta (Haimson, 1980).

### **3.2. ENSAIOS PARA DETERMINAÇÃO DE TENSÕES IN SITU**

No presente trabalho, é detalhada a técnica desenvolvida pela CSIR Minintek (*The Council for Scientific and Industrial Research: Mining Technology*) por Leeman (1971) e que foi empregada para a avaliação das tensões *in situ* realizadas na Mina de Cuiabá.

A célula triaxial CSIR é um instrumento que permite a determinação do estado de tensão no maciço rochoso, por meio da realização de um único ensaio em apenas um furo de sondagem. O instrumento opera, medindo as deformações em diversas orientações, segundo determinadas geratrizes do furo, quando as tensões na rocha são aliviadas por sobrefuração. A célula triaxial CSIR (Figura 3.2) é um dos métodos recomendados pela ISRM (Mafra, 2001).

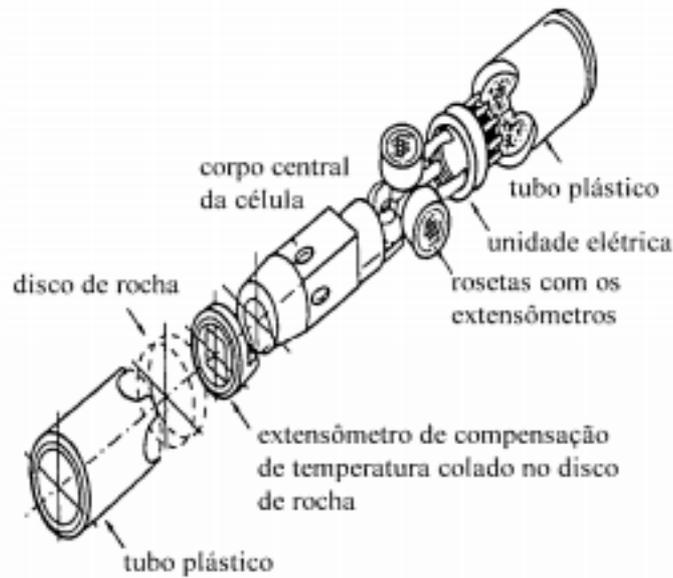


Figura 3.2 – Esquema da célula triaxial CSIR (Leeman, 1971 adaptado por Mafra, 2001).

A célula triaxial para medição de tensões *in situ*, desenvolvida na CSIR, foi projetada para determinar a tensão absoluta no maciço por meio da técnica de sobrefuração. Essa célula foi planejada para determinar o estado da tensão total em um único furo de sondagem perfurado em qualquer direção e em qualquer campo de tensão. O equipamento consiste em um cilindro plástico com um furo central. No corpo central da célula estão instaladas três rosetas de extensômetros distribuídos entre si a 120°. As rosetas são fixadas a um dispositivo escamoteável, que é comandado por um mecanismo acionado a ar comprimido (pistão). Uma roseta com quatro medidores de deformação (*strain gages*) está fixada em cada pistão. Um dispositivo para compensação da temperatura também é instalado no final da célula onde o testemunho está acondicionado. Os quatro medidores de deformação (*strain gages*) em cada roseta fornecem dados precisos para determinar os componentes do tensor, o que resulta numa maior precisão do estado de tensão identificado.

### 3.3. INSTRUMENTAÇÃO E MONITORAMENTO

Para Dunnycliff (1988) uma das questões mais preocupantes da área geotécnica, no caso das escavações subterrâneas, é a da análise da estabilidade. A estabilidade do maciço rochoso, geralmente, é controlada pela presença e orientação das descontinuidades geológicas,

às quais, quando se trata de escavações a maiores profundidades, somam-se as tensões atuantes no maciço rochoso.

Spearing (1995), baseando na sua experiência no monitoramento das minas de ouro da África do Sul, comenta sobre as dificuldades relativas a instrumentações que dizem respeito tanto ao acesso permanente quanto aos locais do monitoramento para a instalação dos equipamentos.

Os extensômetros axiais são instrumentos utilizados para a realização do monitoramento dos deslocamentos existentes em um ou mais pontos localizados no interior da rocha ou solo. O tipo de extensômetro que será detalhado a seguir é referente aos extensômetros fixados no interior de furos, muito utilizados em ambientes subterrâneos e em taludes em rocha.

Os extensômetros fixados em furos são definidos por Dunicliff (1988) como instrumentos instalados em solo ou rocha para o monitoramento da mudança da distância entre dois ou mais pontos ao longo do eixo de um furo sem utilização de sonda móvel.

O princípio de operação é mostrado na Figura 3.3. A distância da face da boca do furo ao final da haste é medida utilizando um transdutor de deslocamento mecânico ou elétrico.

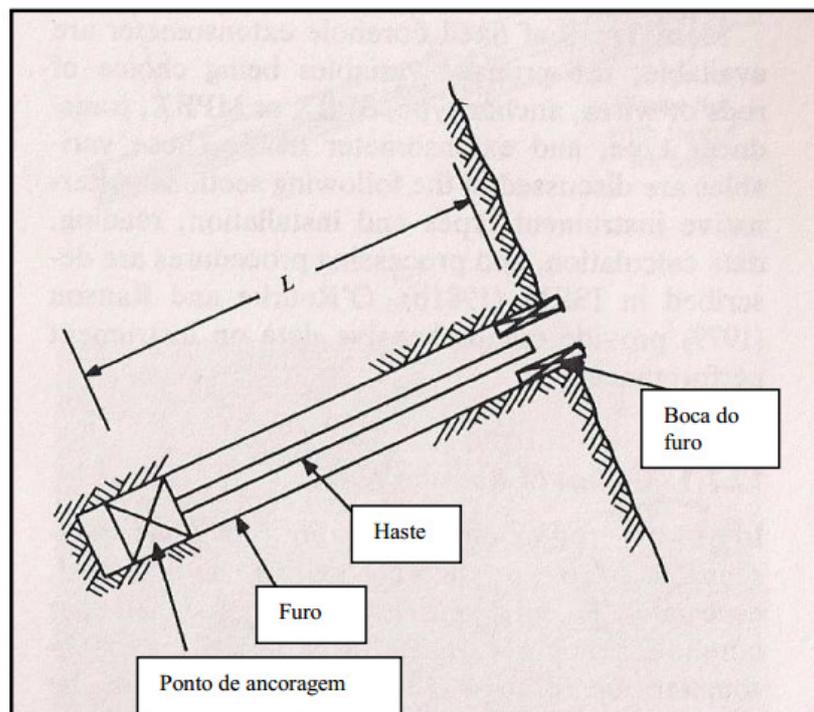


Figura 3.3- Visualização do princípio de operação do extensômetro fixo de furo (Modificado de Dunicliff, 1988).

O instrumento mostrado é um extensômetro fixo de furo com apenas um ponto de ancoragem (SPBX – Single Point Borehole Extensometer), mas muitos pontos de ancoragens podem ser dispostos ao longo do furo para criar um extensômetro de furo com vários pontos de monitoramento (MPBX – Multiple Point Borehole Extensometer). MPBX é utilizado para monitorar o deslocamento de mais de um ponto ao longo do eixo de um furo com orientação pré-definida. Muitos SPBX com diferentes comprimentos, instalados próximos uns dos outros, podem funcionar como um MPBX. Estes extensômetros podem ser constituídos por hastes ou fios tensionados. Esse dispositivo permite que sejam feitas medidas através da diferença de potencial entre os nódulos, os quais são convertidos em movimentos relativos do maciço rochoso, conforme mostra a Figura 3.4.

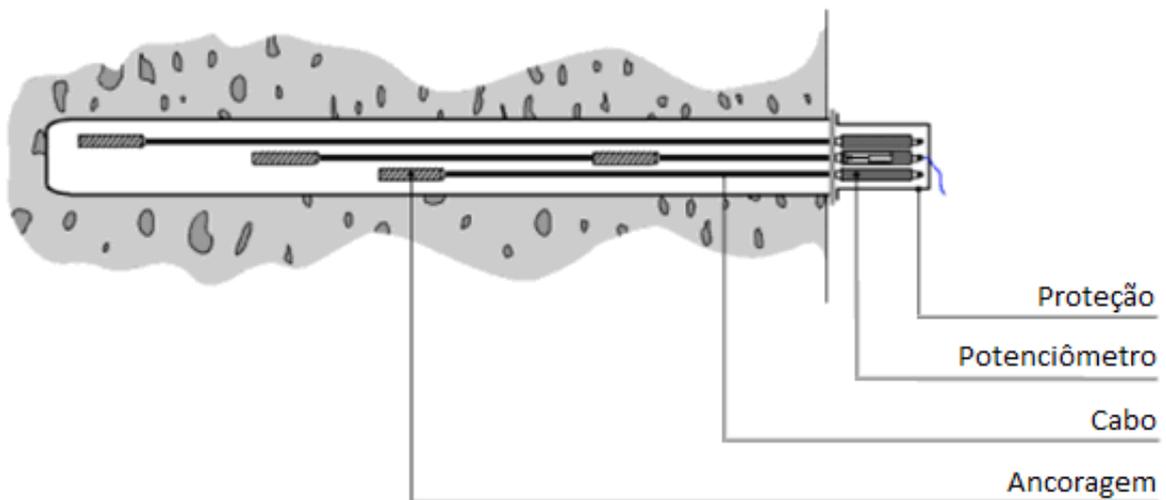


Figura 3.4 – Esquema do MPBEx.

Por meio dos dados obtidos são gerados gráficos do deslocamento em função do tempo e em função da distância ao longo do MPBX (Figura 3.5).

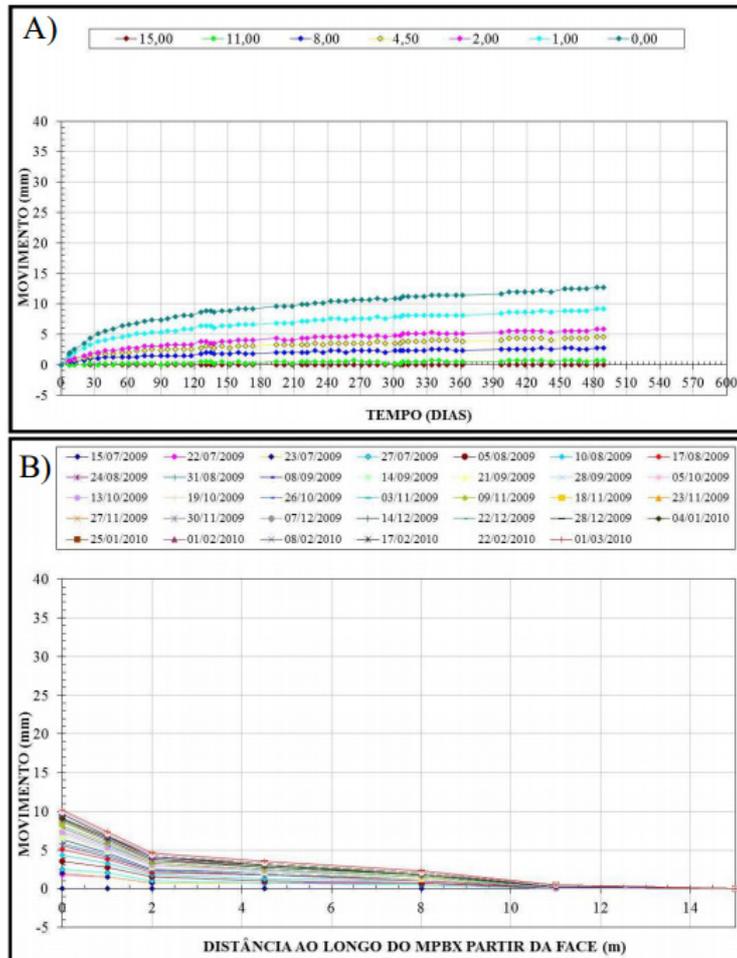


Figura 3.5 - a) Gráfico obtido com o MPBX, com deslocamento em função do tempo para cada ponto de medição; b) Gráfico obtido com o MPBX, com deslocamento em função da distância ao longo do extensômetro a partir da face.

Dunnicliff (1988) apresentam instrumentos especialmente desenvolvidos para monitorar a deformação e tensão ao longo de cabos de aço usados principalmente em escavações subterrâneas, e comercialmente conhecidos como *SMART Cables* (*Stretch Measurement for Assessment of Reinforcement Tension – Cables*). Esses instrumentos são constituídos por seis pequenos extensômetros acondicionados no interior do cabo de aço de trança simples. Esse tipo de configuração tende a evitar a interferência com o graute / cimento, como ocorre normalmente com os dispositivos fixados externamente. Os seis nódulos onde estão fixados os fios do extensômetro são colocados em intervalos previamente especificados, ao longo do comprimento do cabo. A Figura 3.6 representa o esquema de funcionamento do *SMART Cables*.

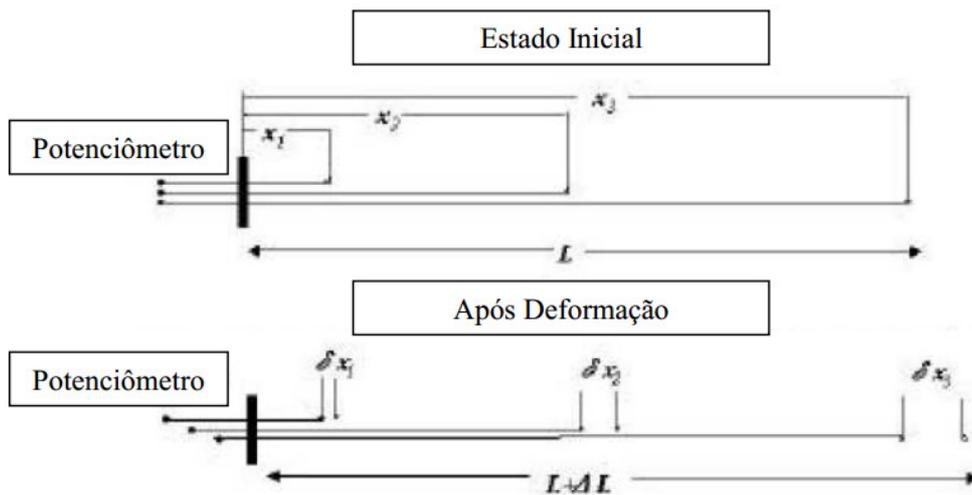


Figura 3.6 - Representação do funcionamento do SMART *cables* para a determinação da variação do deslocamento para cada ponto de medição.

Os deslocamentos desses fios são medidos por meio de potenciômetros. As diferenças nos movimentos entre os nódulos adjacentes indicam a deformação média entre os nódulos, a partir da qual a carga média naquele intervalo é calculada. As leituras feitas em campo com um potenciômetro são lançadas em planilhas eletrônicas preparadas para conversões em movimentos (em mm) e carga (em toneladas/m) e indicam a solicitação sofrida pelo cabo de aço. Os produtos gerados por este tipo de extensômetro são o deslocamento em função do tempo, deslocamento em função das ancoragens em diferentes posições ao longo do cabo (ambos análogos aos fornecidos pelo MPBX), força em função do tempo e em função das ancoragens em diferentes posições ao longo do cabo (Figura 3.7).

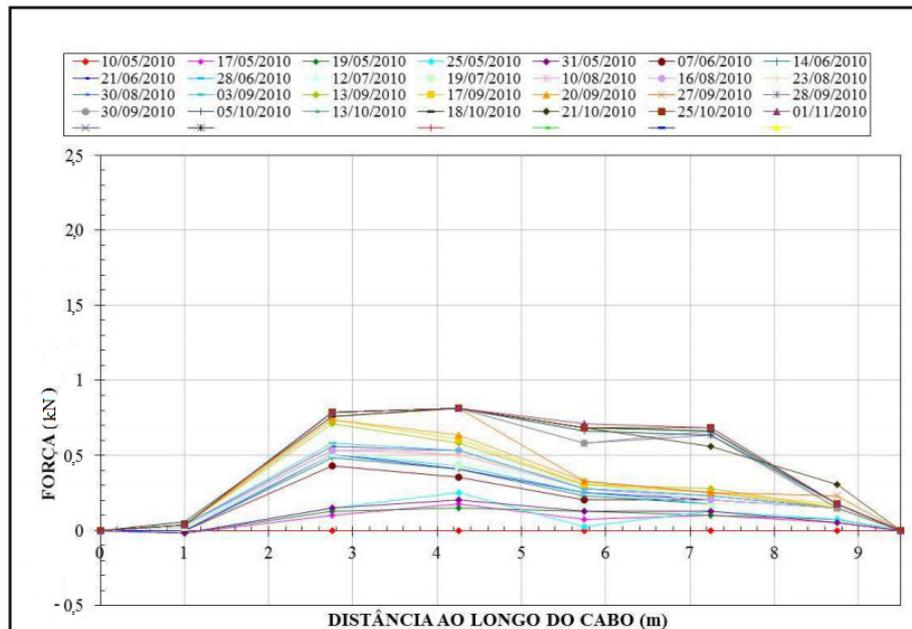


Figura 3.7 - Gráfico gerado com os resultados obtidos pelo monitoramento com o cabo SMART: força em função do tempo e da distância dos pontos de monitoramento ao longo do cabo.

Um programa de monitoramento completo exige ainda cuidadosas observações de campo, incluindo fotografias e anotações detalhadas, que possam fornecer informações extremamente úteis sobre as deformações e falhas do maciço rochoso e sobre o desempenho dos cabos de aço. A seleção dos instrumentos para um determinado programa de monitoramento em dado local será gerenciada de forma a considerar, além de seus objetivos, o orçamento, a experiência anterior, o custo relativo e a aplicabilidade dos instrumentos, a geometria do corpo de minério e o acesso subterrâneo.

### 3.4. NEW AUSTRIAN TUNNELLING METHOD - NATM

O método de escavação subterrânea NATM se baseia no alívio de tensões produzidas pela escavação, sendo que os valores das deformações e das tensões são rigorosamente medidos e controlados de acordo com as necessidades (RABCEWICZ, 1964).

A técnica de execução de túneis NATM, determina que o maciço não seja mais visto apenas como elemento de carga, mas sim trabalha em conjunto com o sistema estrutural de suporte para a estabilização da cavidade. O método NATM fundamenta-se em três princípios básicos:

- o maciço é visto como principal elemento estrutural;
- a complementação, quando necessária, da estrutura de sustentação deve ser executada através da instalação de um sistema de suporte otimizado;
- deve-se promover a instrumentação do túnel.

Na Figura 3.8 é apresentada a curva de convergência do maciço. No trecho hachurado do gráfico, o volume de vazios atinge a fase prejudicial, onde aparecem as fissuras e fraturas, e o maciço perde sua capacidade de absorção de tensões cisalhantes e de compressão. Para um suporte  $P_i$  ilustrado na curva como número “1”, a curva de convergência do maciço é interceptada em A, estabelecendo o equilíbrio da estrutura para o suporte  $P_i$ .

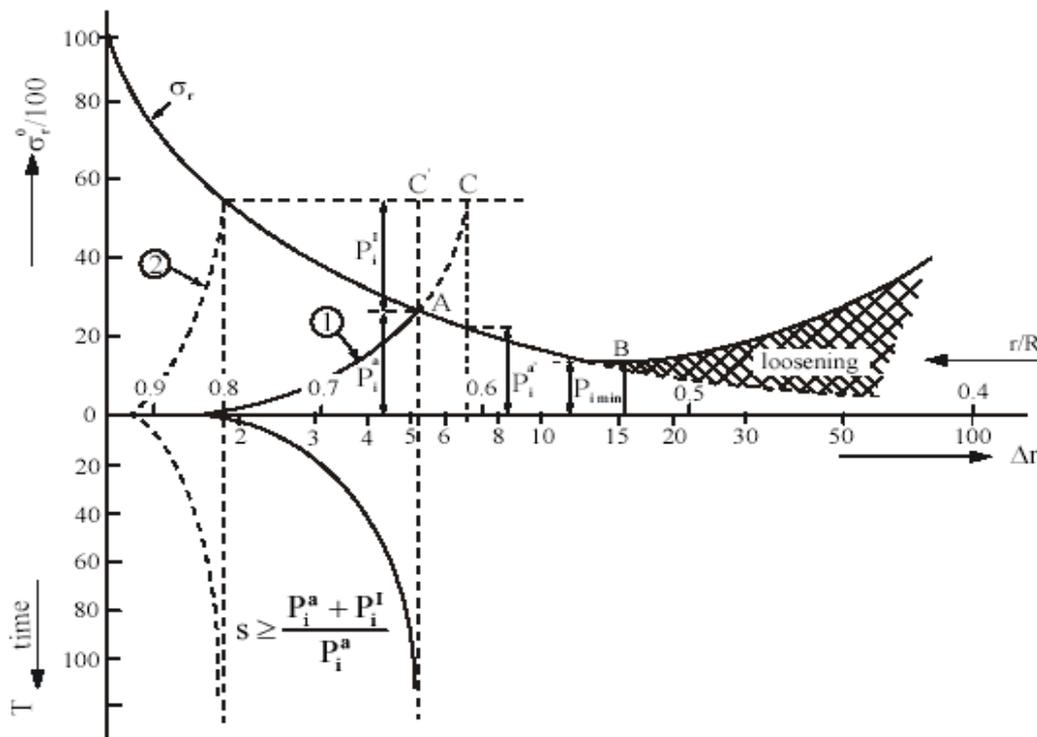


Figura 3.8 - Curva de convergência da escavação (FENNER & PACHER modificado de RABCEWICZ, 1979).

### 3.5. MÉTODO DAS DIFERENÇAS FINITAS EXPLÍCITO (FLAC)

O programa FLAC (*Fast Lagrangian Analysis of Continua*) é um programa computacional explícito, é codificado em diferenças finitas e aplicado em modelagens bidimensionais e tridimensionais. Apesar de, originalmente, ter sido desenvolvido para resolver problemas em Engenharia Geotécnica e de Engenharia de Minas, o programa oferece uma série de ferramentas que permitem ao usuário resolver problemas complexos nas diversas áreas da engenharia. É um programa capaz de simular o comportamento de estruturas elaboradas com diversos tipos de materiais, tais como: solo, rocha, aço, entre outros; que alcançam o regime plástico quando o limite de escoamento do material é alcançado.

No FLAC, os materiais são representados por elementos ou zonas de tal forma que a malha gerada pode se adequar perfeitamente aos interesses da modelagem. Cada elemento obedece a relações pré-definidas de tensão e deformação lineares ou não lineares, como resposta às forças e condições limites impostas ao modelo. O material pode escoar e a malha pode deformar (a grandes deformações) e mover-se conforme o material que está sendo representado. O esquema de cálculo e a discretização dos elementos permitem modelar o colapso plástico.

Adicionalmente, o programa apresenta uma série de aspectos positivos, tais como, a possibilidade de:

- simular planos de fraqueza, através da introdução de elementos de contorno na malha;
- elaborar geometrias sob estado plano de deformação ou de tensão e axissimétrico;
- considerar da presença do nível d'água assim como o efeito da consolidação sobre o modelo elaborado;
- introduzir elementos estruturais capazes de simular elementos de suporte (revestimentos em túneis, tirantes, etc.);
- realizar análises dinâmicas;
- realizar modelagens visco-elásticas (“creep” ou fluência);
- considerar o efeito da temperatura na modelagem;
- elaborar de uma entrada de dados estruturada, em que cada etapa de um processo de execução pode ser modelada independentemente (por exemplo: aplicação da gravidade, aplicação de carregamentos externos, etapas de escavação, instalação de suportes/estruturas de contenção/preenchimento, etc.);

Em geral, todo tipo de material pode se comportar como um meio contínuo ou se comportar como um meio descontínuo (início e propagação de fraturas em rochas, por exemplo) e mostrar uma resposta descontínua (Jiménez, 1999).

No primeiro caso, respeitada a continuidade dos deslocamentos, as relações entre tensões e deformações podem ser formuladas por expressões matemáticas contínuas. Os métodos mais comuns para modelar meios contínuos são:

- Método dos Elementos de Contorno (MEC);
- Método dos Elementos Finitos (MEF);
- Método das Diferenças Finitas (MDF).

No caso de uma resposta descontínua, os métodos utilizados são:

- Método dos Elementos Discretos (MED);
- Análise limite (AL).

O programa computacional FLAC modela meios contínuos por meio de formulações derivadas da técnica de diferenças finitas (MDF). A formulação é explícita no tempo, usando da análise Lagrangiana para a avaliação de grandes deformações.

Segundo Jiménez (1999), os métodos explícitos apresentam algumas vantagens sobre os implícitos: i) não há necessidade de constituir matrizes para o cálculo de deslocamentos, pois as deformações de grande escala podem ser determinadas por ciclo de cálculo com menos esforço computacional; ii) não são necessários ciclos extras de iterações para a aproximação de problemas não lineares; iii) problemas complexos podem ser modelados utilizando-se pouca memória do computador.

Na análise Lagrangiana, do contrário da análise Euleriana, não há necessidade de formação da matriz de rigidez global, processo típico dos métodos implícitos (ex.: MEF), sendo necessário atualizar as coordenadas a cada passo (iteração). Os incrementos de deslocamentos são somados às coordenadas da iteração anterior, de forma que os elementos da malha se movimentem e deformem como o material o qual representam. Maiores detalhes do programa FLAC podem ser vistos em Itasca (2002).

O método das diferenças finitas é talvez a técnica numérica mais antiga usada para a solução de conjuntos de equações diferenciais, determinando valores iniciais ou estimando valores de contorno. No método das diferenças finitas, toda derivada no conjunto de equações governantes é substituída diretamente por uma expressão algébrica escrita em termos das variáveis de campo (tensão ou deslocamento) em pontos discretos no espaço. Estas variáveis são indefinidas dentro dos elementos (Itasca, 2002).

Para a obtenção de uma solução estática para um problema, o FLAC utiliza equações dinâmicas de movimento que são incluídas na formulação. Trata-se de um método iterativo simultâneo, explícito no tempo, de integração das equações do movimento conhecido como técnica da Relaxação Dinâmica. Este método permite simular a escavação ou aplicação de agentes externos (ex: fases de escavação ou aplicação de preenchimento) por etapas em conjunto com a relaxação do maciço.

Em virtude da utilização das leis da dinâmica é preciso que o usuário acompanhe o processo iterativo, checando a estabilidade através do equilíbrio das forças não balanceadas. A força não balanceada indica quando o estado de equilíbrio mecânico é alcançado para uma determinada análise estática. O modelo está em equilíbrio exato se o vetor de força nodal em cada ponto da malha é nulo. Em uma análise numérica, este vetor, também chamado de força não balanceada, nunca se iguala à zero. O modelo é, então, considerado em equilíbrio quando a máxima força não balanceada for pequena, quando comparada com o total de forças internas aplicadas no problema. A representação das forças internas atuantes em cada elemento da malha representativa do modelo pode ser obtida multiplicando-se as tensões atuantes em cada região pela área do elemento. Recomenda-se como condição de equilíbrio que a razão entre a força não balanceada no equilíbrio e a máxima força não balanceada inicial seja da ordem de 0,01%. Por exemplo, se a máxima força não balanceada inicial for de 1 MN e, posteriormente, cair para 100N aproximadamente, pode se considerar que o modelo atingiu uma condição de equilíbrio. A Figura 3.9 mostra graficamente um exemplo em que o equilíbrio é atingido após 3715 iterações, quando o valor da máxima força não balanceada torna-se constante e próximo de zero. Quando esta condição não é atingida, ocorre a instabilidade numérica (ruptura ou escoamento plástico), como pode ser observado no gráfico mostrado na Figura 3.10.

Job Title : EXCAVATION -- STAGE I  
From File : 61.sav

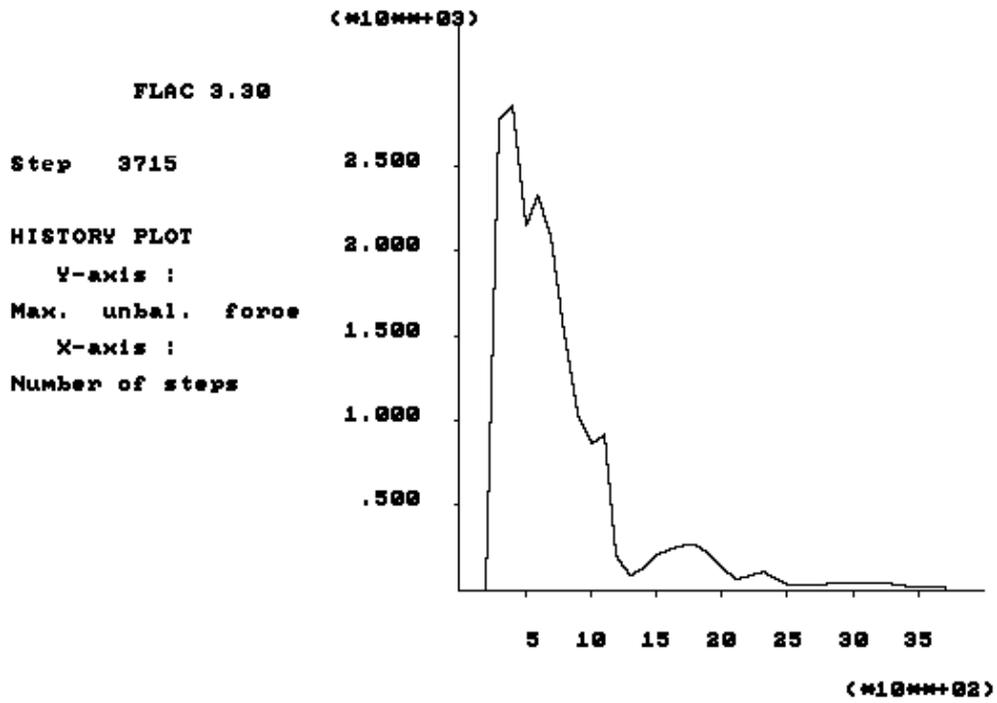


Figura 3.9 - Equilíbrio da máxima força não balanceada (Itasca, 2002).

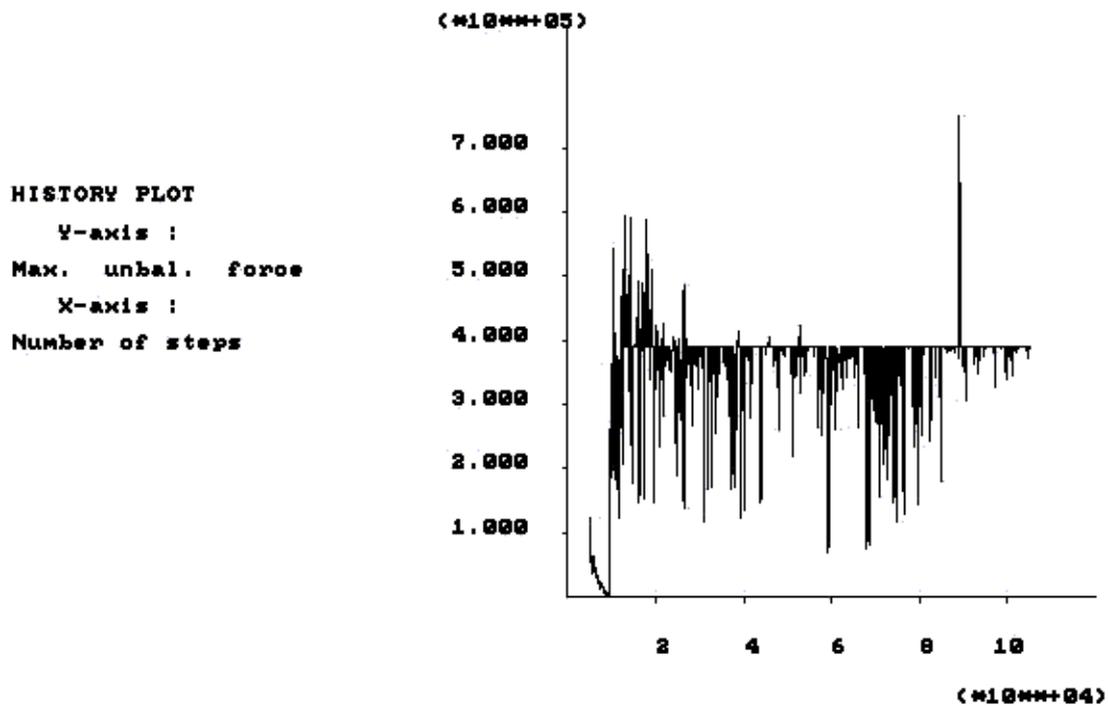


Figura 3.10 - Situação de não convergência da máxima força não balanceada (Itasca, 2002).

Desta forma, a solução de problemas numéricos utilizados pelo FLAC, sistemas não lineares que envolvem o tempo, a interpretação dos resultados pode ser mais difícil que num programa convencional de elementos finitos, que produz uma solução no final de cada fase de cálculo. No entanto, a força não balanceada citada anteriormente pode ser um bom indicador para avaliar o estado de equilíbrio de um modelo numérico e, deste modo, informar se o sistema se encontra estável, instável ou em escoamento plástico.

A sucessão de cálculo embutida no FLAC é ilustrada na Figura 3.11. Detalhes sobre o processo de cálculo utilizado pelo FLAC podem ser vistos em Itasca (2002).

Convém ressaltar que a convenção de sinais adotada pelo programa FLAC atribui o sinal negativo às tensões de compressão. Adicionalmente, grandezas vetoriais de deslocamentos, forças, velocidades, fluxos e taxas estão associadas a cada nó da malha, enquanto que grandezas escalares de tensões, pressões, propriedades dos materiais obtidos correspondem a valores nos centros dos elementos.

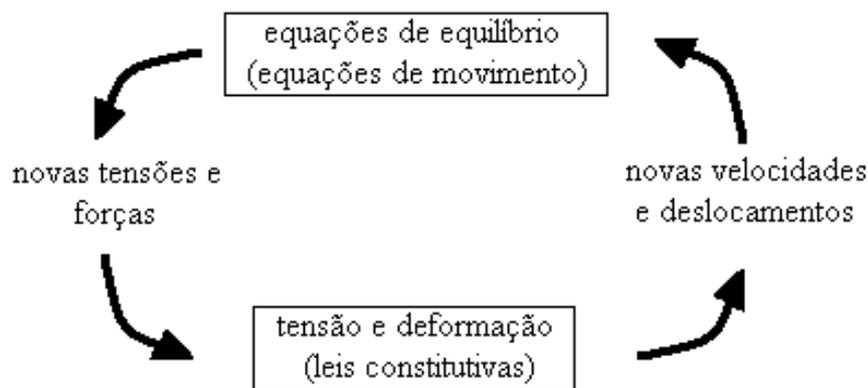


Figura 3.11 - Ciclo de cálculo do FLAC (Itasca, 2002)

O programa FLAC oferece nove tipos de modelos constitutivos, descritos na Tabela 3.1. Como pode ser visto, o comportamento mecânico dos solos pode ser modelado por diversos modelos constitutivos. O modelo Elástico Linear para materiais elásticos isotrópicos e lineares, definido pela Lei de Hooke é considerada a mais simples relação tensão deformação disponível.

Tabela 3.1 - Modelos constitutivos utilizados pelo FLAC.

Modelo	Material Representativo	Exemplo de Aplicação
Nulo	vazio	Furos, escavações
Elástico	Homogêneo, isotrópico contínuo; comportamento tensão-deformação linear	Materiais manufaturados (aço), submetidos a carregamentos inferiores ao limite de resistência
Elástico Transversalmente Isotrópico	Materiais laminados esbeltos exibindo anisotropia elástica	Materiais laminados (madeira ou rocha tipo xisto), submetidos a carregamentos inferiores ao limite de resistência
Ducker-Prager (Plasticidade)	Aplicação limitada; argila mole com valor reduzido de coesão	Comparações com programas implícitos de elementos finitos
Mohr-Coulomb (Plasticidade)	Materiais granulares cimentados ou não, solos, rocha, concreto	Em problemas gerais em mecânica dos solos e das rochas (estabilidade de taludes, escavações subterrâneas, etc.)
Modelo de Juntas	Materiais laminados esbeltos exibindo anisotropia de resistência	Escavações em maciços estratificados
Modelo com Endurecimento/ Amolecimento	Materiais granulares que exibem comportamento não linear de endurecimento/ amolecimento	Estudos de Pós-ruptura
Modelo de Escoamento Duplo	Materiais granulares com baixa cimentação onde pressões causam decréscimo de volume do material	Barragens de enrocamento
Modificado de Cam-Clay	Materiais cuja deformabilidade e resistência são funções da variação de volume (índice de vazios)	Problemas em Geotecnia envolvendo solos argilosos

Um importante aspecto na análise de projetos geomecânicos é o uso de suportes estruturais para estabilização de massas de solo ou rocha. Neste caso, existem, no programa FLAC quatro tipos de elementos estruturais que podem ser utilizados:

- Elementos de viga (*Beam Elements*): usados para representar barras ou vigas. Estes elementos são recomendados na representação de materiais resistentes à flexão, conforme mostra a Figura 3.12;

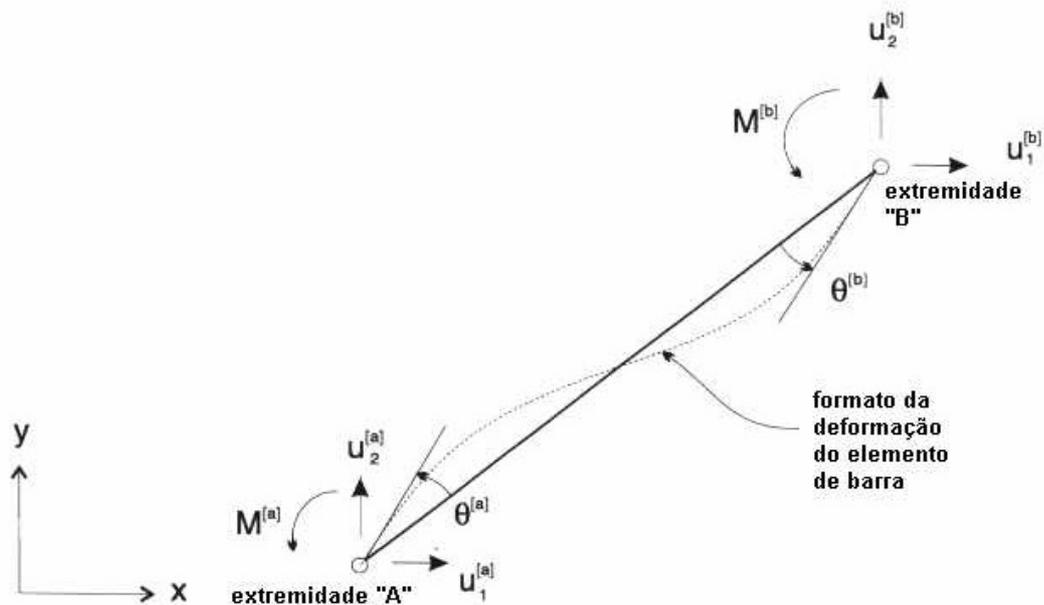


Figura 3.12 - Tipo de solicitação do elemento de viga (Itasca, 2005)

- Elementos de Cabo (*Cable Elements*): usados para representar cabos ou elementos axiais, unidimensionais, que não resistem à flexão. Estes elementos podem ser ancorados em uma região específica na malha (ponto-fixo) e ter o deslocamento de uma de suas extremidades compatibilizado com o deslocamento da malha. Neste caso, a deformabilidade do modelo é governada pela malha e não há transferência de esforços para o elemento estrutural. Alternativamente, estes podem funcionar independentemente da malha; nestes casos, os esforços são desenvolvidos ao longo do seu comprimento à medida que a malha se deforma;
- Elementos de estaca (*Pile Elements*): elementos capazes de transferir esforços normais e cisalhantes, além de momentos fletores, para a malha. Podem ser usados para representar o comportamento de estruturas enterradas, como por exemplo, estacas;
- Elementos de suporte (*Support Elements*): utilizados para simular, por meio de molas, estruturas que apresentam uma relação de carga-deslocamento linear ou não.

Assim como todos os programas computacionais baseados na discretização do meio contínuo, o FLAC organiza as zonas ou elementos em linhas e colunas, como um "quebra cabeça", definindo uma malha. Em geral, malhas mais discretizadas (mais elementos por unidade de área) levam a resultados mais apurados.

O FLAC incorpora um processo automático de geração da malha, que permite uma variação gradual no tamanho dos elementos e a conseqüente otimização do tempo de execução. Nas regiões onde ocorrem as maiores variações de tensões a malha deve apresentar uma discretização mais intensa. Outro importante fator é a geometria do elemento, pois ela também afetará a qualidade dos resultados. Uma relação entre a altura e o comprimento do elemento de 5:1 ou maior é considerada inadequada, pois pode levar à valores incorretos nas análises.

Existem diversos exemplos em que as tensões de campo e gravidade são aplicadas no modelo (Itasca, 2005). É importante observar que nestas simulações pelo menos dois pontos da malha devem ser fixados.

O tempo para a solução de uma análise com o FLAC é proporcional a  $\sqrt{N_e^3}$ , onde  $N_e$  representa o número de elementos. Esta relação atende bem a problemas elásticos, resolvidas às equações de equilíbrio. O tempo de processamento irá variar de certa forma, mas não substancialmente, para problemas plásticos, podendo ser maior se houver continuidade da ocorrência do escoamento plástico.

A entrada de dados no FLAC deve ser feita por um arquivo com a extensão *.dat*. A Figura 3.13 apresenta a nomenclatura utilizada para a definição de termos básicos que são utilizados pelo FLAC 3D, que em geral é a mesma utilizada por outros programas de modelagem numérica.

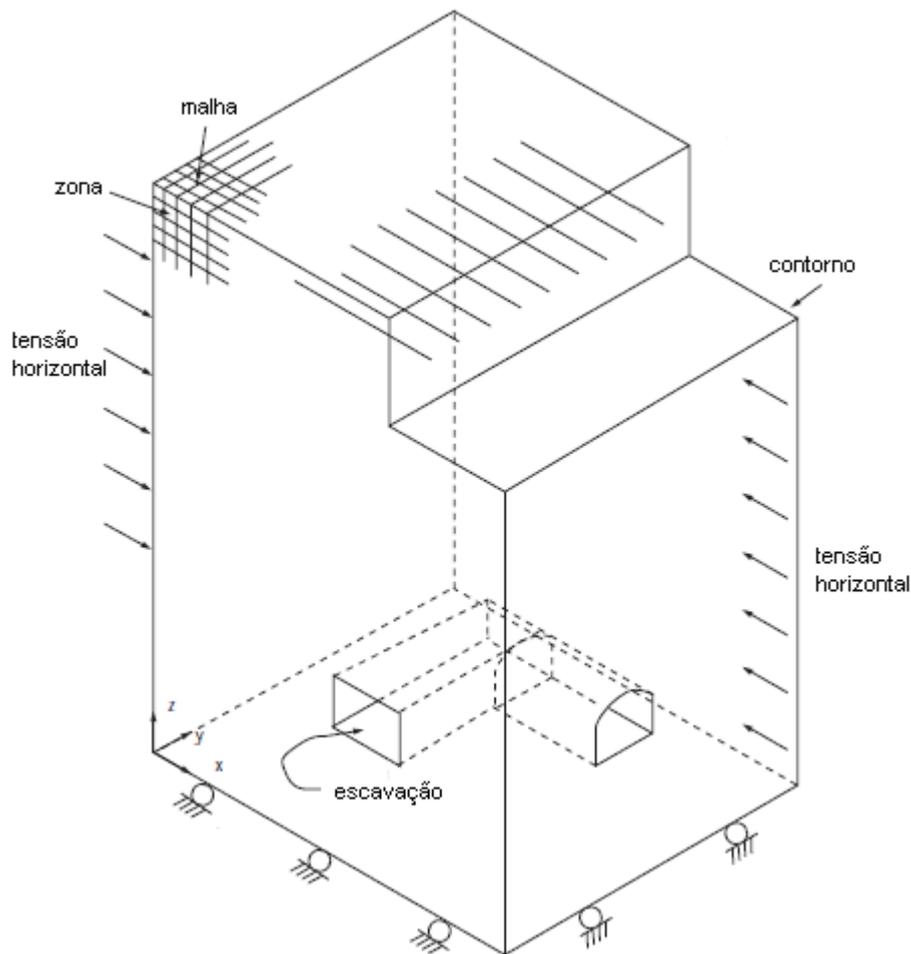


Figura 3.13 - Nomenclatura utilizada para a definição de termos básicos utilizados pelo FLAC 3D (Itasca, 2005).

Para uma melhor compreensão dos comandos utilizados pelo programa, é apresentada o exemplo de arquivo de dados abaixo. Didaticamente os comandos foram organizados de modo seqüencial, os quais são comentados passo a passo, com apresentação das figuras geradas ao final das linhas de comando:

1 - geração da malha em zonas  $x=6$   $y=8$   $z=8$ ;

*gen zone brick size 6 8 8*

2 - modelagem das visualizações de plotagem, ao digitar o comando *plot* é aberto um diretório de plotagem chamado *Trench* (nomeação aleatória);

*plot create Trench*

3 – inserção do título da plotagem;

*plot set title text 'Mesh for trench example'*

4 – definição das cores da superfície e dos eixos referenciais;

```
plot add surface yellow
```

```
plot add axes black
```

5 – estabelecimento do posicionamento da malha para a plotagem do resultado, para modificação do posicionamento após a saída, podem ser utilizados os comandos do teclado < x >, < y > e < z >;

```
plot set rotation 20 0 30
```

```
plot set center 3 4 4
```

```
plot set dist 26.12
```

6 – aplicação do fator escala ou zoom;

```
plot set mag 0.8
```

7 – finalizar;

```
c
```

8 – ao teclar *enter* após a saída, retorna ao diretório de plotagem;

9 – nesta modelagem foi utilizado o modelo elastoplástico de Mohr-Coulomb para o bloco, e por não especificar zonas, assume que o material é homogêneo;

```
model mohr
```

10 – apresentação da quantidade de memória RAM utilizada pelo computador, para resolver o problema;

```
print mem sav mem sys
```

11 – entrada das propriedades físicas do bloco, com unidades em Pascal;

```
prop bulk 1e8 shear 0.3e8 fric 35
```

```
prop coh 1e10 tens 1e10
```

12 – aplicação do carregamento da gravidade na direção do eixo Z para baixo, portanto negativo;

```
set grav 0 0 -9.81
```

13 – definição do peso específico do bloco em zona única;

```
ini dens 1000
```

14 – delimitando as condições de contorno das faces do bloco (em seqüência: esquerda, direita, frontal, posterior, piso com teto livre);

```
fix x range x -0.1 0.1
```

```
fix x range x 5.9 6.1
```

```
fix y range y -0.1 0.1
```

```
fix y range y 7.9 8.1
```

*fix z range z -0.1 0.1*

15 – o comando *history* assiste no encontro da solução de equilíbrio em condições limites;

*hist n 5*

*hist unbal print tab sxx*

16 – definição do ponto de monitoramento para equilíbrio das soluções;

*hist gp zdisp 4 4 8*

17 – limitação do calculo abaixo de 50N;

*set mech force 50*

18 – comando de entrada para calcular a solução do problema;

*solve*

19 – verificação do equilíbrio da solução, através da análise do histórico do ponto em termos de força (1) e deslocamento (2);

*plot hist 1*

*pause*

*plot hist 2*

*pause*

20 – criação de uma nova plotagem, apenas com o efeito da gravidade;

*plot create GravV*

*plot set plane dip 90 dd 0 origin 3 4 0*

*plot set rot 15 0 20*

*plot set center 2.5 4.2 4.0*

*plot add bound behind*

21 – plotagem das tensões no plano  $\sigma_{zz}$ ;

*plot add bcont szz plane*

*plot add axes*

*plot show*

*pause*

*plot close*

22 – salvar a plotagem denominada *trench*;

*save trench.sav*

23 – criando a escavação por coordenadas;

*model null range x 2 4 y 2 6 z 5 10*

24 - como baixa coesão e carregamento vertical ocorrerão o colapso então se faz opção pela análise de deformação estendida;

*set large*  
25 – zerando os deslocamentos;  
*ini xdis 0 ydis 0 zdis 0*  
26 – definição do número de interações;  
*step 2000*  
27 – plotando os deslocamentos ao longo da escavação;  
*plot create DispCont*  
28 - copiando os parâmetros da plotagem anterior;  
*plot copy GravV DispCont settings*  
*plot add cont disp plane behind shade on*  
*plot add axes*  
*plot show*  
29 – salvar a plotagem realizada;  
*save trench2.sav*  
30 – finalizando a tela de saída dos resultados;  
*return*

A seguir são apresentadas as saídas gráficas, encontradas pelo o exemplo descrito nas trinta etapas acima. Esta sequência de programação, utilizada pelo FLAC é singular às modelagens tridimensionais, para modelagens bidimensionais com FLAC, mais detalhes pode ser encontrado em Vissotto (2009).

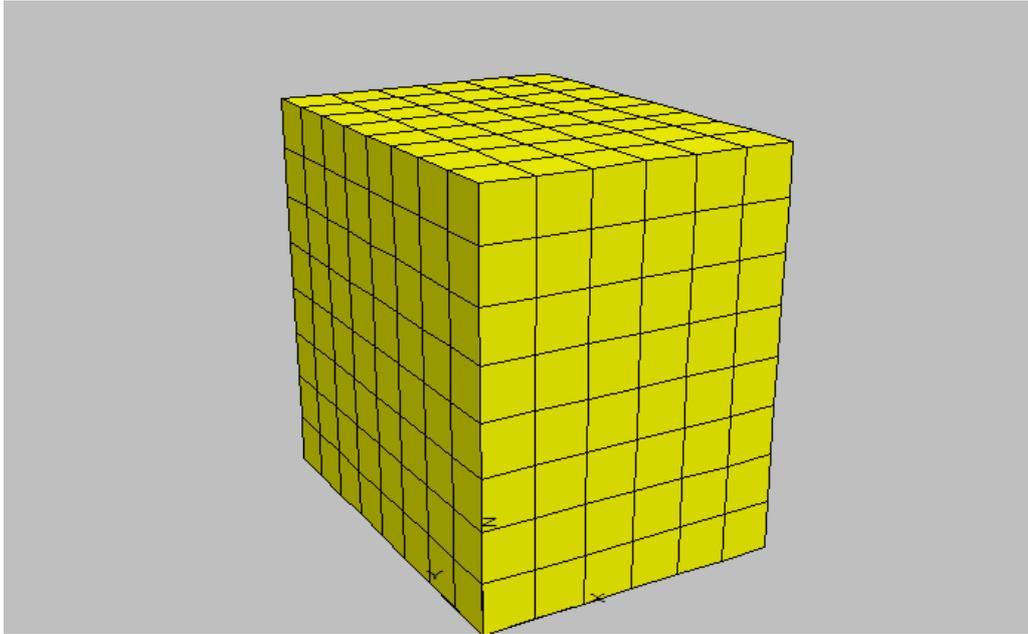


Figura 3.14 - Malha Gerada.

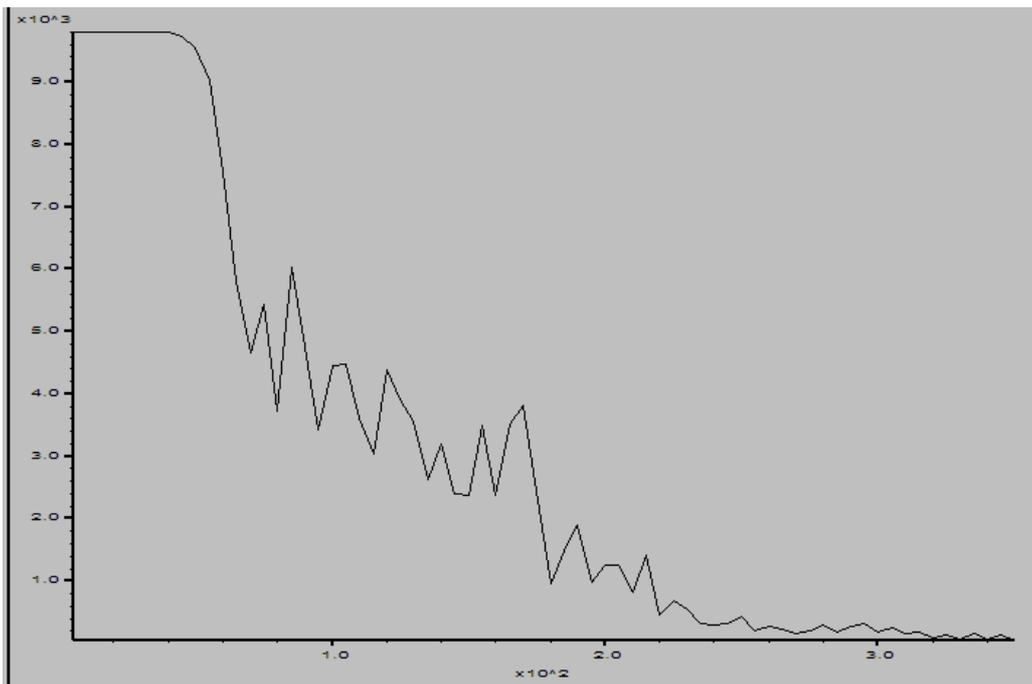


Figura 3.15 - Verificação do equilíbrio da força pelo "History".

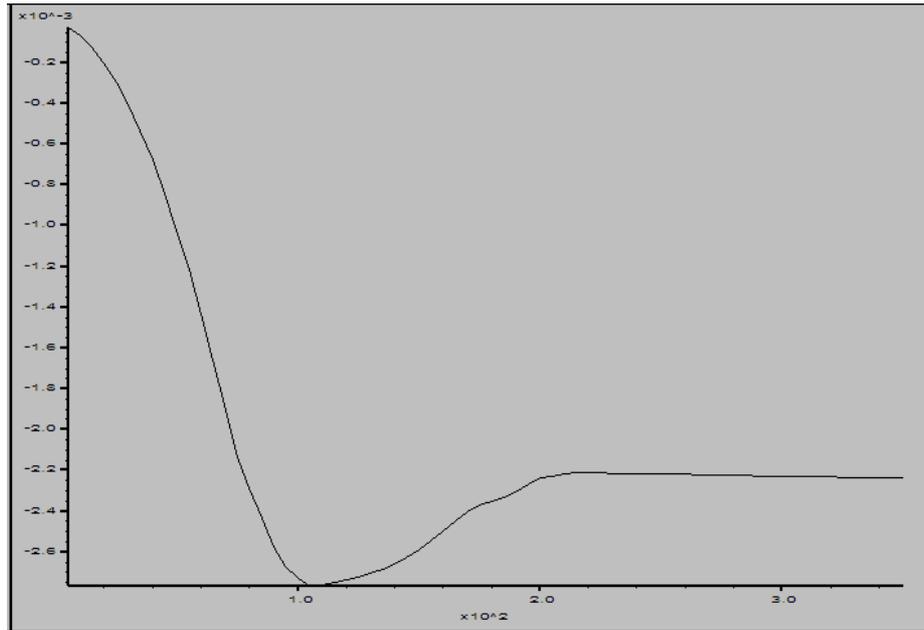


Figura 3.16 - Verificação do equilíbrio do deslocamento pelo “History”.

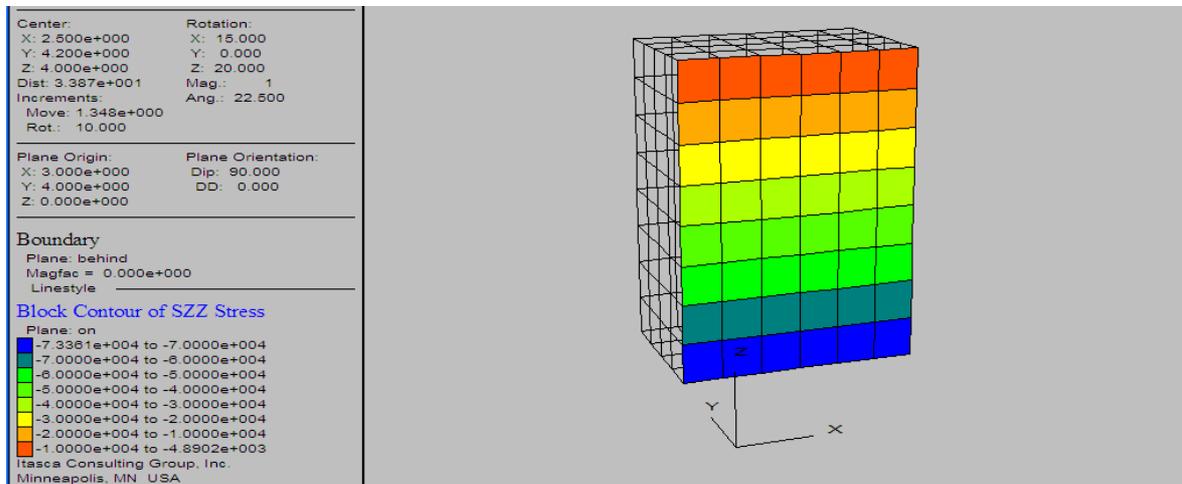


Figura 3.17 - Verificação das tensões em zz.

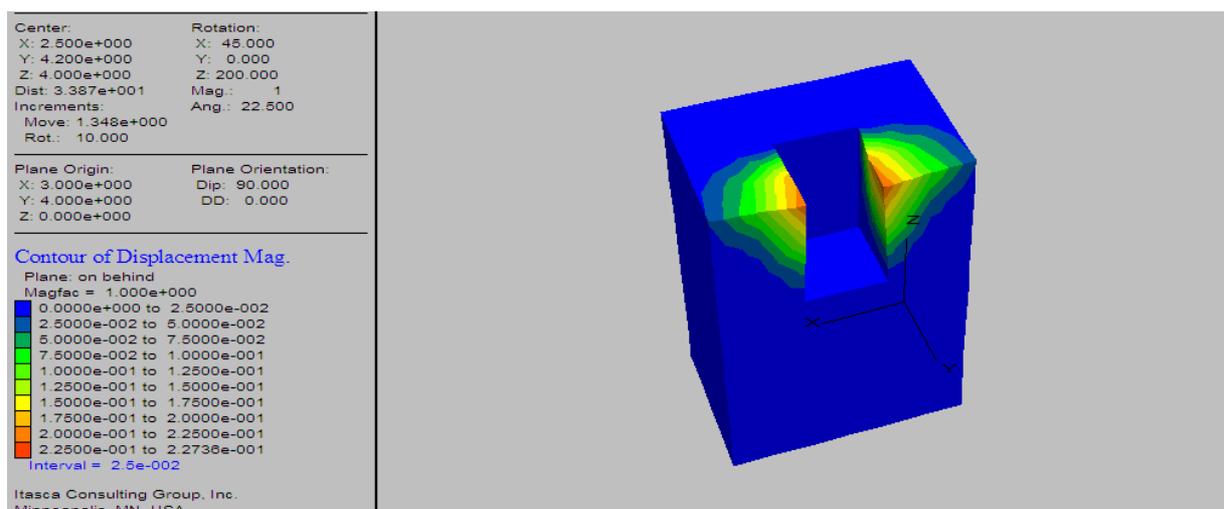


Figura 3.18 - Verificação dos deslocamentos tridimensionais após a escavação.

Os deslocamentos fornecidos pela saída do programa (*print disp*) são acumulativos, ou seja, são totais. Após cada fase, os deslocamentos fornecidos no visor pelo FLAC são resultantes da soma de todos os deslocamentos correspondentes a cada fase.

O programa FLAC 3D, por meio do comando *plot mohr*, permite ao usuário a plotagem dos contornos do índice de ruptura. Alternativamente, o programa dispõe de um indicador de plastificação, IPL (*Index Plastic Indicator*). Este indicador permite verificar regiões em que o escoamento plástico ocorre.

Tabela 3.2- Indicador de plastificação (Itasca, 2005).

IP <sub>L</sub>	Descrição
zero	Elástico
1	Plastificação por cisalhamento e/ou deformações volumétricas
2	Não plastificado, mas tendo sofrido algum tipo de plastificação em estágio anterior
3	Plastificação por Tração

Quando este indicador é utilizado, é importante observar quais são os valores de IPL associados a cada elemento para que se possa avaliar a ocorrência de algum tipo de mecanismo de ruptura, conforme apresentado na Os deslocamentos fornecidos pela saída do programa (*print disp*) são acumulativos, ou seja, são totais. Após cada fase, os deslocamentos

fornecidos no visor pelo FLAC são resultantes da soma de todos os deslocamentos correspondentes a cada fase.

O programa FLAC 3D, por meio do comando *plot mohr*, permite ao usuário a plotagem dos contornos do índice de ruptura. Alternativamente, o programa dispõe de um indicador de plastificação, IPL (*Index Plastic Indicator*). Este indicador permite verificar regiões em que o escoamento plástico ocorre.

Tabela 3.2. Um mecanismo de ruptura é verificado quando os elementos apresentando código IPL=1 estabelecem uma linha contínua ou uma superfície. Este mecanismo de ruptura deve ser confirmado com a plotagem dos vetores de velocidade e devem indicar uma tendência de movimentação que possa ser associada à mesma hipótese de mecanismo de ruptura.

## **4. CASO DE ESTUDO: MINA CUIABÁ**

Neste capítulo é apresentado o caso de estudo da pesquisa a Mina Cuiabá e a seção estudada.

### **4.1. CARACTERÍSTICAS DO CASO DE ESTUDO**

A Mina Cuiabá, operada com lavra subterrânea para extração de ouro, está localizada no setor NW do Quadrilátero Ferrífero, no município de Sabará, no distrito denominado Mestre Caetano, na altura do km 26 da rodovia MG-262, que liga Belo Horizonte a Caeté, e que passa por Sabará, no Estado de Minas Gerais (Figura 4.1). Um destaque importante deve ser dado a este local, pois foi nessa região, às margens do rio das Velhas, que no final do século XVII, foi encontrado pela primeira vez no Brasil, o ouro em grande abundância (BARBOSA, 2008).



Figura 4.1 - Mapa de localização da Mina Cuiabá.

## 4.2. DESCRIÇÃO GEOLÓGICA GERAL

A caracterização geológica descrita a seguir possui como principal fonte de pesquisa os trabalhos de Vieira e Oliveira (1988), Vieira (1992) e Toledo (1997) e Barbosa (2008).

A mina de Cuiabá está localizada na porção noroeste do Quadrilátero Ferrífero e está encaixada em rochas metavulcânicas e metassedimentares da base do greenstone belt Rio das Velhas. A sua mineralização está associada, principalmente, a um único nível de formação ferrífera bandada (BIF) com sulfetos que está inserida em sequência máfica, de idade arqueana, do Grupo Nova Lima, Supergrupo Rio das Velhas. Segundo Vieira e Oliveira (1988), os litotipos encontrados na mina estão correlacionados com as rochas das unidades inferior e média do Grupo Nova Lima.

As rochas máficas encaixantes das mineralizações auríferas estão largamente modificadas pela percolação de fluidos hidrotermais gerando zonas concêntricas denominadas

de fora para dentro, por Vieira (1988), como zonas de cloritização, carbonatação e sericitização (Figura 4.2).

A estrutura geral da mina é condicionada por uma grande dobra tubular anticlinal com flanco norte invertido, forma cônica e eixo inclinado para sudeste.

### Legenda

-  Metapelitos (X1) com intercalações de tufitos félsicos (XS)
-  Metabasalto (MBA) tipo MORB
-  Metabasalto / andesito (MAN) tipo calco-alcálico
-  Zona de cloritização em rochas máficas (MBAX ou MANX)
-  Zona de carbonatação em rochas máficas (X2CL)
-  Zona de sericitização em rochas máficas (X2)
-  Formação Ferrífera Bandada (BIF)
-  Sulfeto maciço, bandado ou disseminado
-  Alteração hidrotermal indivisa
-  Veios de quartzo com sulfeto disseminado
-  Zona de cisalhamento

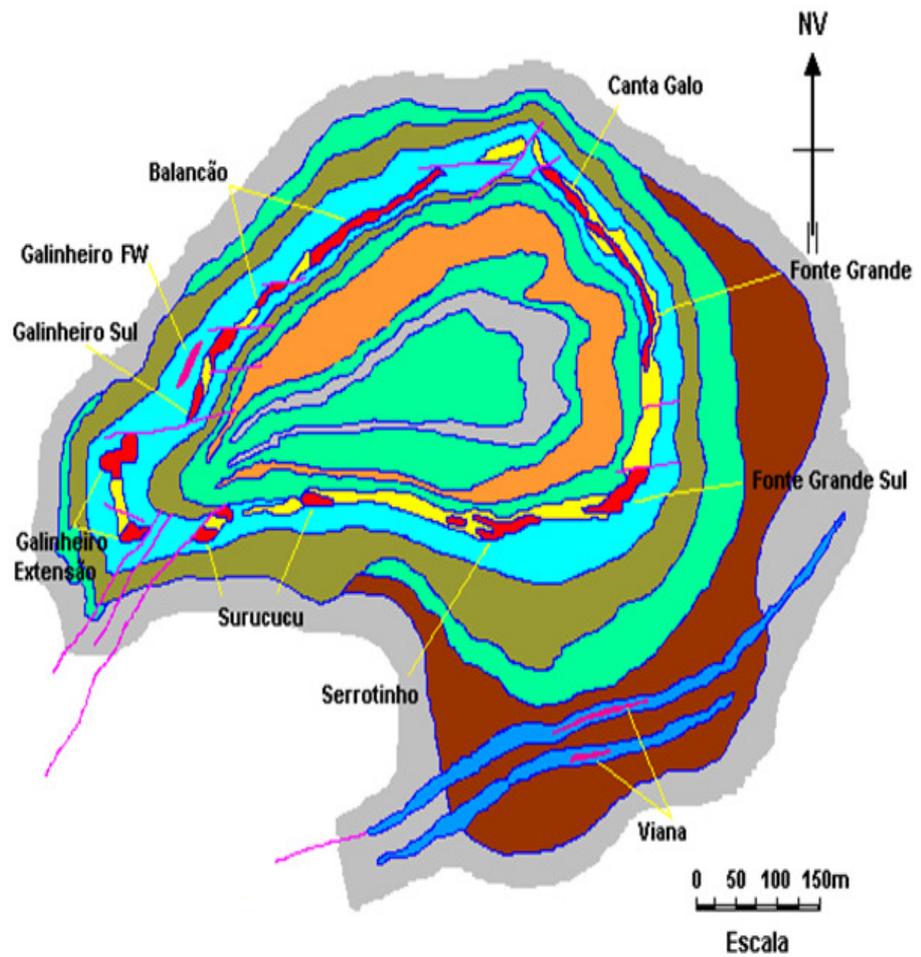


Figura 4.2 - Mapa Geológico da Mina Cuiabá. (VIEIRA, 1988)

Segundo Toledo (1997), na mina Cuiabá são observadas duas sequências distintas (Figura 4.3), a sequência de base composta essencialmente por metabasaltos intercalados com níveis de metapelitos carbonosos e uma camada de formação ferrífera bandada.

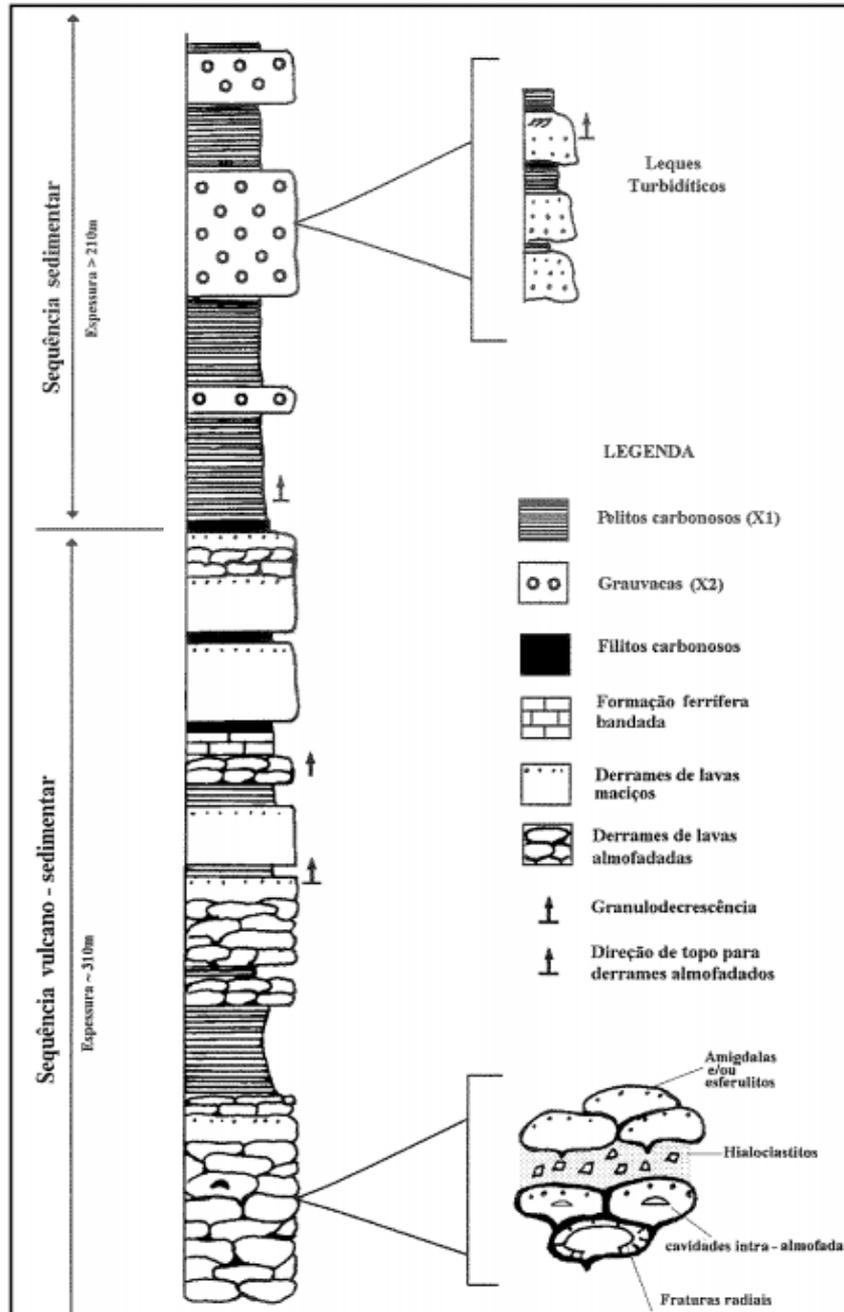


Figura 4.3- Coluna estratigráfica esquemática (Todelo, 1997).

A sequência de base é caracterizada pela presença dos litotipos descritos a seguir, da base para o topo:

### Metabasalto / Metandesito (MAN)

Estratigraficamente abaixo da camada de BIF (no centro da dobra tubular), ocorrem metabasaltos comumente albitizados o que os torna similares a metandesitos. Os dados

químicos (Vieira 1991a) indicam tratar-se de basaltos tipo TH2 de Condie (1981) similares aos basaltos calco-alcalinios. São rochas derivadas de derrames de basaltos maciços ou em pillows com variolitos.

### **Formação Ferrífera Bandada (BIF)**

Ocorre em um único nível com espessura variando de centímetros a mais de 20 metros, tendo na base os basaltos sericitizados (X2), por vezes os metapelitos (X1) e no topo uma camada de filito grafitoso (FG). É caracterizada por um bandamento milimétrico ou centimétrico onde se alternam bandas de quartzo com bandas de ankerita, siderita e quartzo. As bandas carbonáticas apresentam frequentemente coloração negra dada pela presença de material carbonoso.

### **Filito Grafitoso (FG)**

Ocorre como lentes ou camadas descontínuas intercaladas nos metabasaltos. Merece menção especial uma camada contínua que capeia a formação ferrífera bandada, cuja espessura varia de poucos centímetros até 3m (Toledo, 1997). Os contatos com as encaixantes são abruptos. O termo grafita tem sido usados de modo genérico para caracterizar material carbonoso. Isótopos de carbono indicam origem sedimentar (Fortes *et al.* 1994 Ribeiro e Rodrigues 1998).

### **Metabasalto (MBA)**

São derrames de basaltos maciços ou em pillows com variolitos, ocorrendo estratigraficamente acima da BIF na parte externa da dobra tubular. Difere do metabasalto (MAN) por ser mais rico em ferro e titânio, caracterizado por Vieira (1991a) como tipo TH1 de Condie (1981) similares aos basaltos toleíticos tipo MORB (Middle Ocean Ridge Basalt). Em termos petrográficos o enriquecimento em ferro é dado pelo anfibólio (actinolita), pela clorita rica em ferro e pelo epidoto no lugar da clinozoisita.

A sequência de topo é caracterizada pela presença dos litotipos descritos a seguir, da base para o topo:

### **Clorita-quartzo-carbonato-sericita filito com matéria carbonosa (X1)**

Este litotipo aparece como camadas ou lentes descontínuas intercaladas dentro da sequência de metabasaltos, ou como camadas contínuas alternadas com os plagioclásio-cloritasericita-quartzo filitos (Xs). É constituído de filito de coloração cinza a negra com bandamento composicional e granulométrico caracterizado pela alternância de camadas quartzo carbonáticas, brancas, com camadas sericito-carbonosas, negras ou cinzas, (Toledo, 1997).

### **Plagioclásio-clorita-sericita-carbonato-quartzo filito (Xs)**

Este litotipo ocorre como camadas alternadas com camadas de metassedimentos carbonosos (X1), compondo a sequência metassedimentar da mina. Os contatos entre estas camadas podem ser abruptos ou gradacionais, sendo este último marcado pela diminuição de granulometria e aumento de material pelítico e carbonoso em direção aos metassedimentos carbonosos (Toledo, 1997).

## **4.3. DESCRIÇÃO DA MINA**

As atividades de extração da mina ocorre a mais de 1000 m de profundidade, concentrado no nível 14 do setor Fonte Grande Sul (FGS), estruturada em níveis com painéis de 66 m de altura vertical até o nível 09, e de 44 m entre este último e o nível 11 (Figura 4.4). Do nível 11 ao nível 14, os painéis têm alturas diferenciadas de 33 e 60 m, conforme atendam aos corpos de minério. O acesso à mina é feito por um poço vertical único, a partir da superfície, ou por rampas, a partir do nível 03. O acesso do nível 11 ao 14 é feito essencialmente através de rampa.

A extensão total das escavações tem aproximadamente 62.000 m de galerias subterrâneas, com seção predominante de 4,5 x 4,8 m, onde se incluem os distritos de desenvolvimento e de lavra e parte das rampas de acesso entre os níveis. Considerando os *raises* de ventilação (poços feitos com uso de *Raise Boring Machine*) e rampas de acesso considerados como metragem de avanço, o valor final encontrado é aproximadamente 106.000 m lineares de escavações (BARBOSA, 2008).

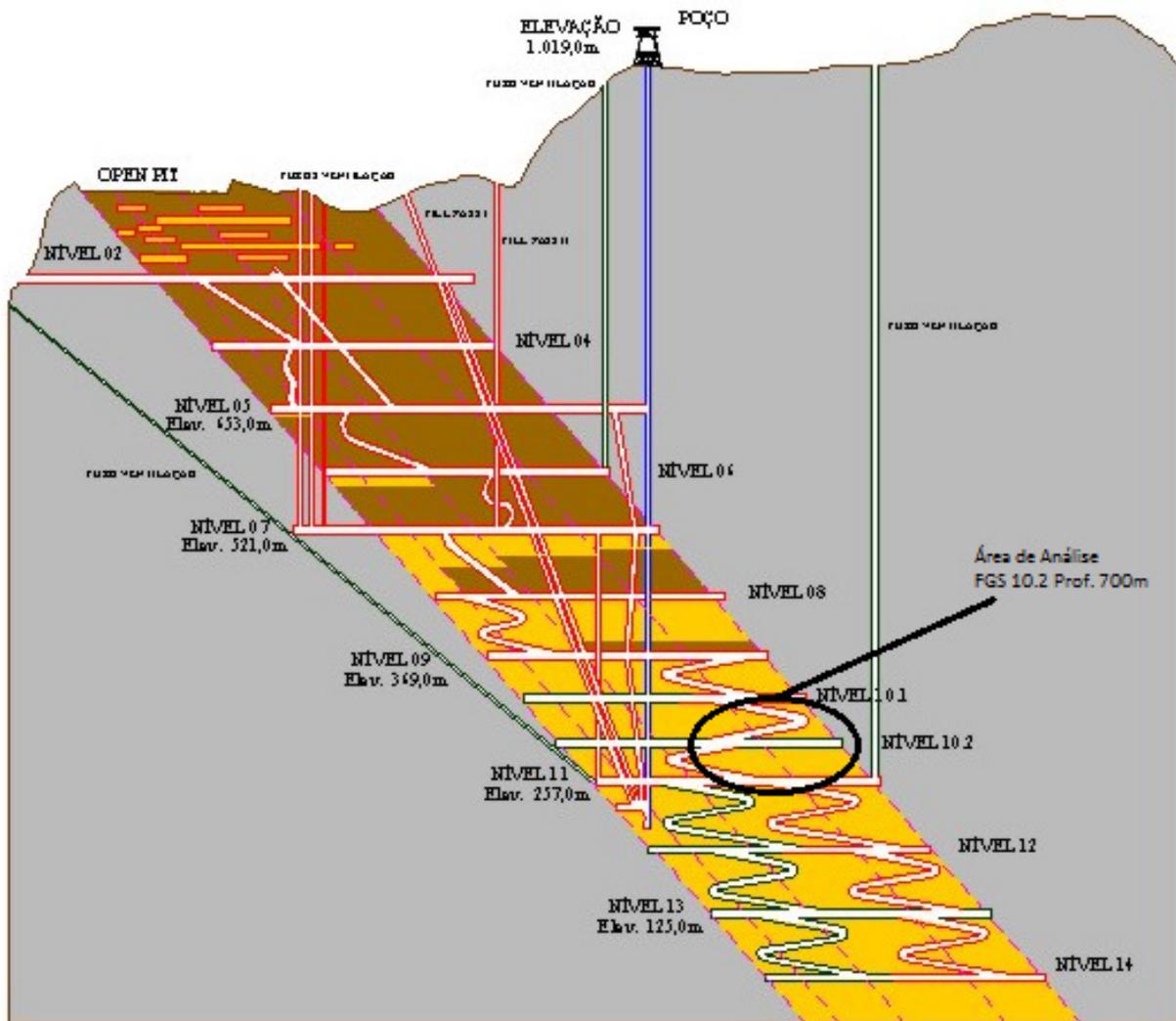


Figura 4.4 - Seção longitudinal esquemática da mina com o layout das escavações do setor FGS. (ANGLO GOLD, 2007)

A extração do minério foi feita através pelo método *room and pillar* (câmara e pilares) nos níveis 1 ao 3 e com *cut and fill* (corte e enchimento) a partir do nível 4 até o nível 7. A partir do nível 8 foi adotado o *backfill* na maioria das escavações para produção de minério. A reconstituição dos vazios deixados onde o minério é extraído tem sido feita com *hydraulic fill*.

#### 4.4. METODO DE LAVRA ATUAL

A lavra na mina Cuiabá é feita de forma seletiva, sendo o corpo de minério retirado com o mínimo possível de diluição no teto / capa (*Hangingwall*) e piso / lapa (*Footwall*) da

camada de minério. O método utilizado é o de Corte e Enchimento (*Cut and Fill*) conforme apresentado por Brady e Brown (2004). A recuperação atinge até 95% do minério de cada painel, considerado como o trecho das reservas auríferas definido entre dois níveis consecutivos. Esse método permite a lavra simultânea em diferentes níveis da mina, o que favorece uma maior flexibilidade operacional. Com o aprofundamento da mina, o sistema de corte e enchimento está previsto para ser executado até o nível 16; a partir desse nível até o 18, planeja-se um sistema híbrido dos métodos Corte e Enchimento com Câmaras e Pilares - *Cut and Fill* com *Room and Pillar*, conforme Brady & Brown (2004). Em decorrência da geometria dos corpos de minério, a partir do nível 19, o método de lavra está previsto para ser totalmente pelo método Câmaras e Pilares o que reduzirá a recuperação do minério para aproximadamente 84%.

#### 4.4.1. CICLO OPERACIONAL

O ciclo operacional da mina Cuiabá é constituído por atividades com seqüência lógico / operacional. Assim considerado, pode ser discriminado da seguinte forma: marcação da área para detonação; perfuração; carregamento com explosivos; desmonte; limpeza do realce com remoção de cunhas soltas (abatimento de choco); limpeza e transporte de material, *backfill*, perfuração e instalação de cabos de aço; por fim, a perfuração para novo ciclo de detonação, o tempo total de cada ciclo é geralmente de 30 dias, conforme Figura 4.5.



Figura 4.5 - Ciclo operacional da mina Cuiabá

#### **4.4.2. SISTEMA DE SUPORTE**

Na mina Cuiabá, o suporte do teto da escavação é atualizado a cada ciclo de detonação. Nas escavações para produção de minério são aplicados mensalmente, entre 20.000 e 25.000 m de cabos de aço com trama de sete fios e com diâmetro de 15,2 mm. Estes cabos, quando instalados manualmente, são fixados com argamassa (cimento, areia e água), e com polpa de cimento, caso sejam instalados com equipamentos automatizados, também disponíveis para essa atividade. O diâmetro de todos os furos para instalação dos cabos de aço de trança simples é de 51 mm.

Nos corpos Fonte Grande Sul e Serrotinho são utilizados sistematicamente cabos de 9,6m de comprimento, aplicados na malha de 1,5 x 1,5m. O comprimento individual dos cabos é dado pelo tipo de rocha encaixante do teto, no caso destes corpos de minério, um filito grafitoso (carbonoso) incompetente.

#### **4.4.3. SEÇÃO ESTUDADA**

As pesquisas realizadas na mina Cuiabá, tiveram ênfase no nível 10.2 corpo do minério Fonte Grande Sul (FGS). Este nível, por reunir as condições geomecânicas mais representativas entre as rochas encontradas no sítio mineiro investigado, foi escolhido como objeto especial deste estudo e para realização da retro análise da modelagem. A Figura 4.6 apresenta uma vista em planta do nível 10.2, mostrando a concentração dos estudos no setor 2, pertencente ao corpo FGS.

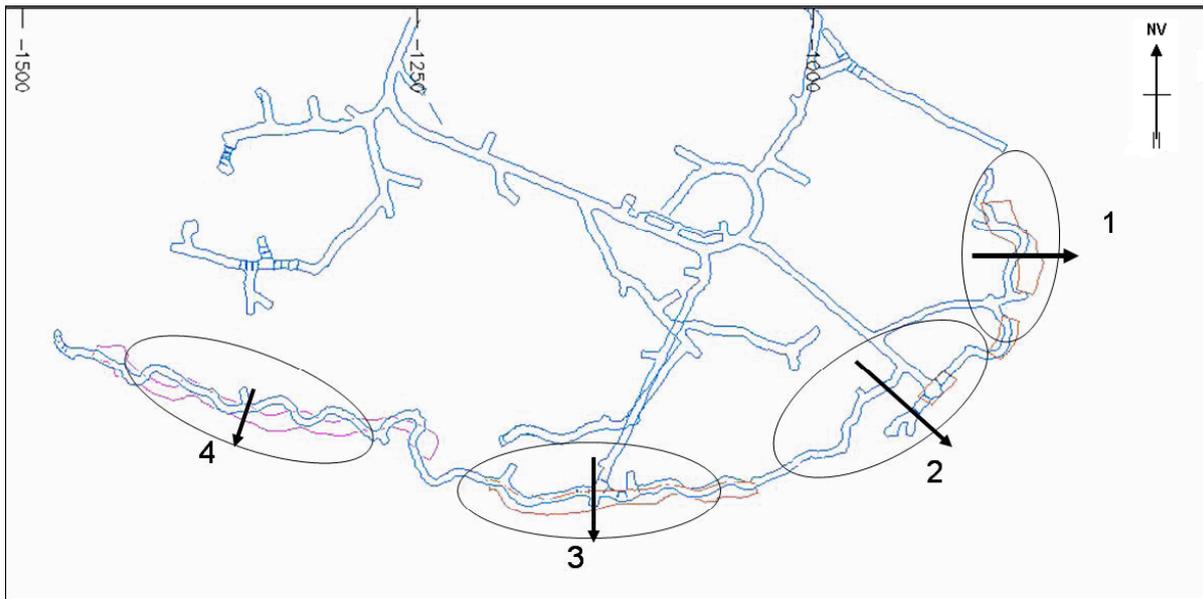


Figura 4.6 - Vista em plano do nível 10.2 do FGS (setores 1 a 3) e Serrotinho (setor 4).

A geologia simplificada da seção estudada é apresentada na Figura 4.7. Onde estão representadas as unidades denominadas: o minério encrustado na formação ferrífera (BIF), e Quartzo Carbonato Sericita Xisto no teto (X1).

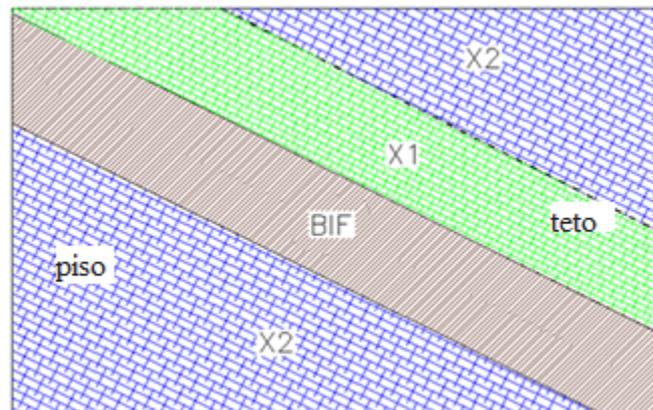


Figura 4.7 - Representação simplificada das unidades geológicas do maciço.

## 5. METODOLOGIA

Neste capítulo é apresentada a metodologia adotada para elaboração da pesquisa. Enfocando na obtenção dos parâmetros geomecânicos e na definição das modelagens. Avaliando a interação do maciço / *backfill*.

## 5.1. ETAPAS DE PESQUISA

O trabalho de pesquisa foi dividido em duas etapas principais: inicialmente foi monitorada a seção predefinida para o caso de estudo e na segunda etapa foram tratados os dados coletados em campo. Na sequência foi realizada a modelagem tridimensional do caso de estudo com retroanálise dos resultados. A Figura 5.1 apresenta um fluxograma detalhado da metodologia adotada para o desenvolvimento da pesquisa e obtenção dos resultados.

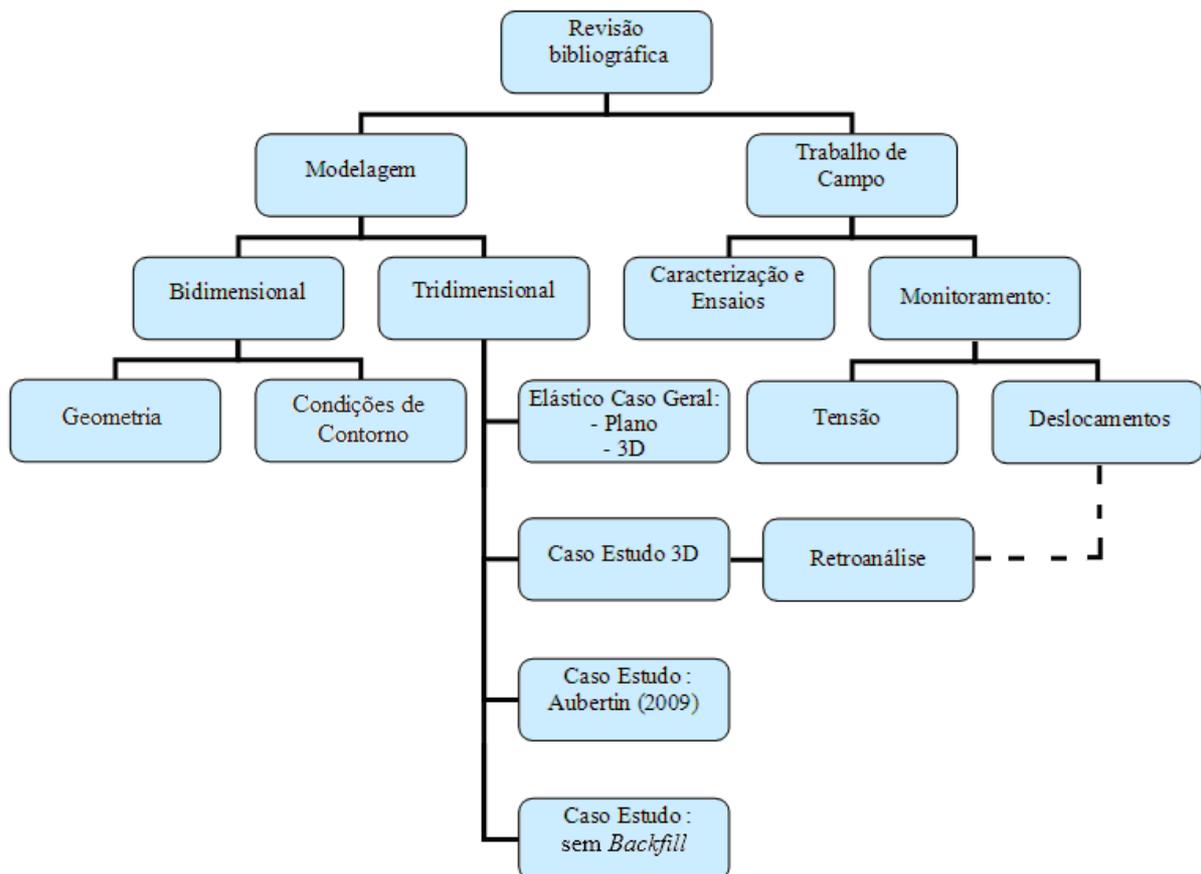


Figura 5.1 – Fluxograma da metodologia da pesquisa.

## 5.2. CARACTERIZAÇÃO DA SEÇÃO

Na escavação do nível 10.2 do corpo FGS da mina Cuiabá foram realizados ensaios com células triaxiais da CSIR para obtenção de tensões *in situ*, *MPBEx* para o monitoramento das deformações e levantamento estrutural da seção realizado pela equipe de técnicos da Anglo Gold.

Os dados relativos à caracterização das propriedades físicas de resistência e elásticas do maciço foram obtidos em banco de dados disponibilizado pela empresa. As amostras obtidas a partir dos testemunhos de sondagens de rocha foram ensaiadas em laboratório para determinação da resistência à compressão uniaxial, coeficiente de poisson e módulo de deformabilidade.

### 5.2.1. TENSÕES *IN SITU*

Os ensaios para obtenção de tensões *in situ* utilizando as células triaxiais modelo CSIR (Leeman, 1971) foram realizados em amostras obtidas com a perfuração efetuada mediante uso da técnica de sobrefuração (*overcoring*). Foram realizadas sondagens nas unidades X1 e BIF, do corpo FGS em seus níveis 12 e 14 para determinação do estado de tensões *in situ*, conforme apresenta a Figura 5.2.

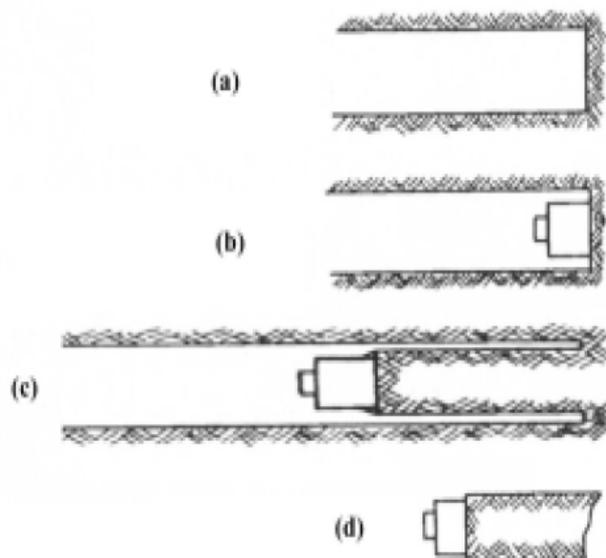


Figura 5.2 - Etapas de execução do ensaio de determinação de tensões, utilizando a célula

*Doorstopper* (Leeman, 1971 apud Assis, 2008).

### 5.2.2. MONITORAMENTO DAS DEFORMAÇÕES

O monitoramento feito com extensômetros para medição dos movimentos relativos, foi realizado no teto (*hangingwall*) do nível 10.2 FGS. A Figura 5.3 mostra as partes constituintes do MPBEx. A escolha do teto se deve à presença da unidade X1 de menor competência, e considerada crítica para a estabilidade das escavações.

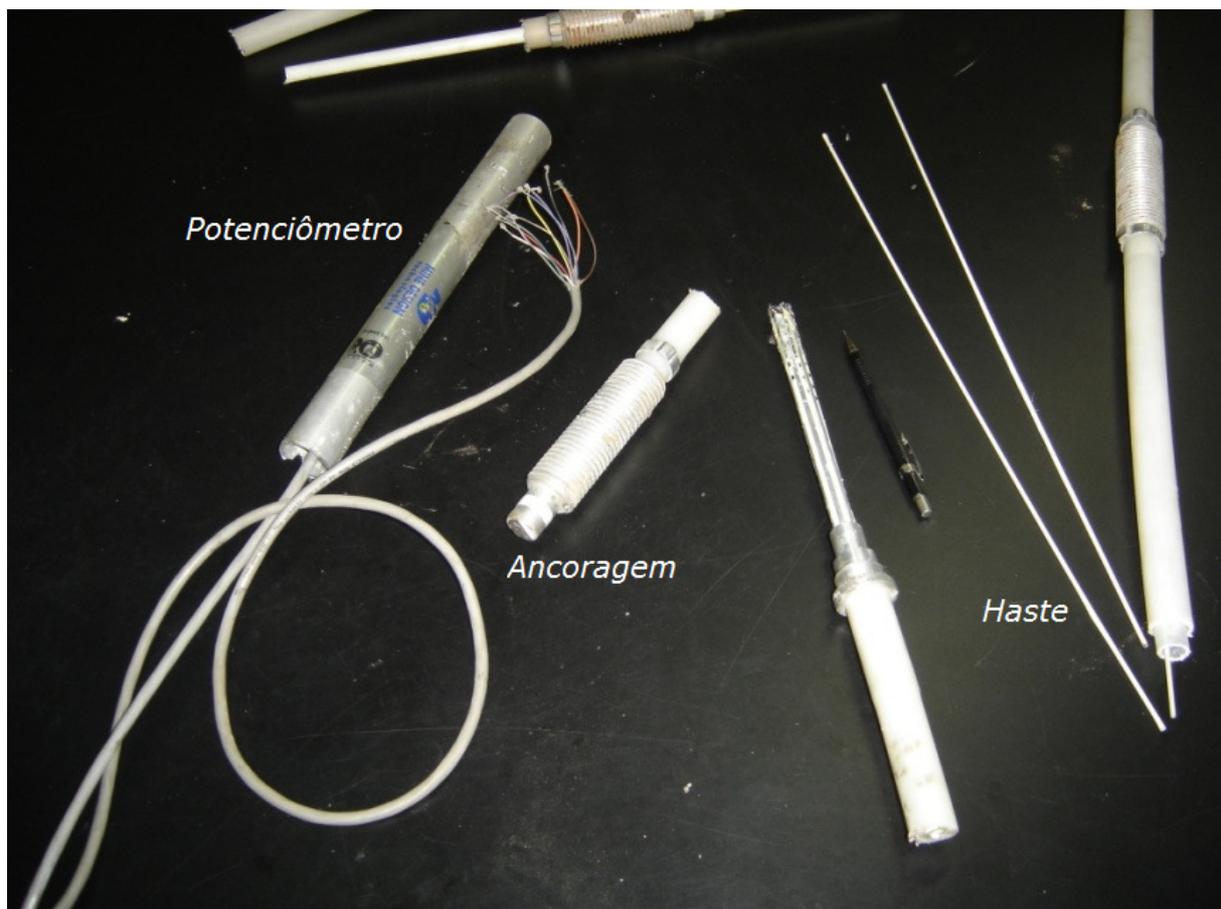


Figura 5.3 - Componentes do mecanismo de funcionamento do MPBEx.

O monitoramento do teto, foi realizado por até 02 (dois) anos, com aferições diárias dos dados, verificação das detonações, distância da frente de escavação e calibragem do equipamento antecederam as aferições. A Figura 5.4 apresenta o equipamento para monitoramento instalado no nível 10.2 FGS.



Figura 5.4 – Monitoramento instalado no teto do nível 10.2 FGS.

### **5.2.3. LEVANTAMENTO ESTRUTURAL**

As discontinuidades geológicas influenciam diretamente na qualidade geotécnica do maciço rochoso, o que as torna importante objeto de estudo para a adequada caracterização do material onde as escavações são realizadas.

Por meio do estudo estatístico das discontinuidades identificadas na mina, foram discriminadas duas principais famílias de fraturas.

Na Tabela 5.1 são apresentados os resultados das principais discontinuidades identificadas pela equipe da mina e apresentados por Barbosa (2008). Estes resultados são referentes a 295 (duzentos e noventa e cinco) medidas estruturais coletadas essencialmente no corpo Fonte Grande Sul, principalmente entre os níveis 9 e 11.

Tabela 5.1 – Caracterização das descontinuidades estruturais no corpo Fonte Grande Sul.

Família de descontinuidades	Ângulo de mergulho	Sentido do ângulo de mergulho	Identificação
S0/S1	37°	153°	Acamamento/Foliação S1
S2	31°	142°	Foliação S2 principal
S3	84°	011°	Foliação S3
F1	61°	295° - 324°	Fratura
F2	82°	049° - 229°	Fratura

Foram realizadas classificações geomecânicas no corpo Fonte Grande Sul, entre os níveis 9 e 11. Estas classificações foram realizadas segundo a metodologia do sistema Q (*Rock Tunneling Quality Index*), do sistema RMR (*Rock Mass Rating*) e do sistema GSI (*Geological Strength Index*), todas amplamente utilizadas e difundidas no ambiente técnico/acadêmico.

O Índice Q, como também é identificado o sistema desenvolvido por Barton *et al.* (1974), é baseado na quantificação dos parâmetros do maciço rochoso. Por meio da classificação pelo Índice Q, também é obtido o Índice Q', que resulta da mesma relação para obtenção de Q, porém desprezando-se os fatores  $J_w$  e SRF.

O sistema de classificação RMR desenvolvido e, posteriormente, modificado por Bieniawski (1989), avalia a qualidade do maciço rochoso em função dos seis parâmetros abaixo relacionados:

1. Resistência à compressão uniaxial da rocha intacta (RCS);
2. Índice de qualidade da rocha (RQD);
3. Espaçamento das descontinuidades;
4. Condição das descontinuidades;
5. Condições de água no maciço rochoso;
6. Orientação das descontinuidades.

Além da definição dos tipos litológicos para enquadramento na classificação do maciço rochoso e da contagem da frequência das fraturas por metro (FF/m), é preciso fazer a descrição geométrica de grande escala, da rugosidade da superfície, das condições de alteração e de preenchimento em relação a cada família de descontinuidade verificada no estudo. Ressalta que, na profundidade atual da Mina Cuiabá, não se constata a presença significativa de umidade ou infiltração natural de água, o que se deve ao caráter predominantemente impermeável do maciço rochoso. Com o aumento da profundidade das atividades operacionais em parte, por decorrência do caráter plástico da maioria das unidades litológicas, as impressões das descontinuidades nas paredes das escavações tornam-se mais fracamente visíveis. As descontinuidades permanecem seladas em razão do confinamento e, portanto, somente os planos melhor definidos são mais facilmente visualizados.

### **5.3. MODELAGENS**

O programa FLAC 3D (Itasca, 2005), foi utilizado para realizar a modelagem numérica tridimensional da escavação do nível 10.2 FGS, visando determinar o comportamento em termos de deformação e redistribuição das tensões provenientes da interação entre o maciço rochoso e o *backfill*. As simulações foram realizadas em etapas de acordo com os ciclos de processamento, avanço das escavações e endurecimento do *backfill*.

A definição da malha utilizada na modelagem tridimensional (3D) foi feita a partir da modelagem bidimensional (2D). Esta técnica permitiu partir de uma técnica menos complexa de modelagem em código aberto e relativamente conhecida (2D) para um modelo refinado e mais complexo (3D) com a região à ser modelada caracterizada e definida. Dessa forma, a modelagem 2D foi realizada numa seção do nível 10.2 FGS, incluindo todos os elementos que compõem o caso de estudo.

A análise numérica do comportamento do maciço escavado foi realizada segundo o critério de resistência de Mohr e Coulomb. Esta análise buscou avaliar o comportamento do maciço fraturado, conforme levantamento das fraturas em campo e correlacionando os parâmetros segundo GSI.

A simulação numérica tridimensional feita com o FLAC 3D, iniciou com a validação do programa por métodos analíticos e análises simplificadas. Em seguida foram elaboradas as

rotinas programáveis do caso de estudo, subsidiadas pelas análises 2D e pelo trabalho de campo.

Os resultados da caracterização do nível 10.2 FGS do caso de estudo, foram utilizados para verificação e calibração dos resultados obtidos com a modelagem 3D. Outros níveis, processos logísticos e situações críticas foram analisados *in loco* em conjunto com a equipe de campo da Mina, buscando identificar as etapas reais de aplicação do *backfill* e possíveis modelos críticos de análise.

A seguir serão detalhados os processos utilizados para obtenção da modelagem 3D, iniciando pelos parâmetros do maciço.

### **5.3.1. PARÂMETROS ADOTADOS PARA O MACIÇO ROCHOSO**

Os parâmetros de entrada utilizados FLAC foram divididos em parâmetros de deformação e parâmetros de resistência do maciço rochoso. A modelagem da escavação foi realizada segundo o critério de resistência do Mohr & Coulomb, onde, por meio dos resultados do levantamento estrutural do maciço realizado em campo, foram classificadas as unidades litológicas do caso de estudo utilizando os principais sistemas internacionais de classificação de maciços rochosos:

- *Rock Quality* ou Q (Barton,1974);
- *Rock Mass Rating* ou RMR (Bieniawski, 1989);
- *Geological Strength Index* ou GSI ((Hoek,1994).

As propriedades geomecânicas das litologias foram estimadas baseado no critério de ruptura de Hoek e Brown (1980), atualizado por Hoek *et al.* (1995, 1998, 2002 e 2005). Neste critério, os parâmetros que descrevem as características de resistência do maciço rochoso são dados pelas equações semi-empíricas:

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI-100}{28-14D}\right) \quad (5.1)$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI-100}{9-3D}\right) \quad (5.2)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left( e^{-GSI/15} - e^{-20/3} \right) \quad (5.3)$$

$$E_{rm} (MPa) = 100000 \left( \frac{1-D/2}{1+e^{((75+25D-GSI)/11)}} \right) \quad (5.4)$$

Onde:

$D$  é o fator de perturbação do maciço rochoso;

$m_b$  é o valor da constante  $m$  para o maciço em estudo;

$m_i$  é a constante para rochas intactas. O valor de  $m_i$  é determinado em ensaios de compressão ou estimado utilizando a tabela de valores de  $m_i$  (Hoek, 1998);

$E$  - módulo de deformabilidade do maciço;

$\sigma_c$  - resistência à compressão simples da rocha;

$s$  é uma constante que depende das características do maciço rochoso, cujos valores limites são “1” para rocha intacta e “0” para rocha cisalhada e sem coesão;

O *GSI* (“geological strength index”) representa uma estimativa da redução da resistência do maciço em função das suas condições geológicas. Este parâmetro pode ser estimado através das tabelas de estimativas do *GSI* (Hoek, 1998) ou calculado, utilizando as equações (Hoek,1995):

- para  $RMR > 18$  (Bieniawski, 1976)

$$GSI = RMR \quad (5.5)$$

- para  $RMR > 23$  (Bieniawski, 1989)

$$GSI = RMR - 5 \quad (5.6)$$

- quando o valor de  $RMR < 18$  (Bieniawski, 1976) ou  $RMR < 23$  (Bieniawski, 1989), deve utilizar o sistema *Q*:

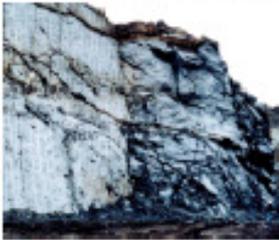
$$GSI = 9 \ln Q' + 44 \quad (5.7)$$

Onde:

$Q'$  - índice de qualidade do maciço, na classificação geomecânica de Barton, não afetado pelo fator de redução, devido às tensões (SFR).

A Tabela 5.2 apresenta o fator de perturbação do maciço rochoso, que dependendo do modo de escavação e da relaxação, o índice obtido poderá variar de 0 (zero) até 1 (um), partindo de zero para condições das escavações excelentes à um com aparência muito alterada.

Tabela 5.2- Estimativa do valor de D (Hoek *et al.*, 2005).

Appearance of rock mass	Description of rock mass	Suggested value of D
	Excellent quality controlled blasting or excavation by Tunnel Boring Machine results in minimal disturbance to the confined rock mass surrounding a tunnel.	D = 0
	Mechanical or hand excavation in poor quality rock masses (no blasting) results in minimal disturbance to the surrounding rock mass.  Where squeezing problems result in significant floor heave, disturbance can be severe unless a temporary invert, as shown in the photograph, is placed.	D = 0  D = 0.5 No invert
	Very poor quality blasting in a hard rock tunnel results in severe local damage, extending 2 or 3 m, in the surrounding rock mass.	D = 0.8
	Small scale blasting in civil engineering slopes results in modest rock mass damage, particularly if controlled blasting is used as shown on the left hand side of the photograph. However, stress relief results in some disturbance.	D = 0.7 Good blasting  D = 1.0 Poor blasting
	Very large open pit mine slopes suffer significant disturbance due to heavy production blasting and also due to stress relief from overburden removal.  In some softer rocks excavation can be carried out by ripping and dozing and the degree of damage to the slopes is less.	D = 1.0 Production blasting  D = 0.7 Mechanical excavation

### 5.3.2. PARÂMETROS ADOTADOS PARA O *BACKFILL*

O *backfill* foi caracterizado com ensaios de granulometria, densidade, compactação e adensamento oedométrico. Foram coletadas cinco amostras deformadas de rejeitos no corpo FGS. Os ensaios foram realizados de acordo com as metodologias contempladas pelas Normas técnicas da ABNT a seguir discriminadas:

- Granulometria por peneiramento e sedimentação NBR – 7181;
- Massa Especifica real dos grãos NBR – 6508;
- Limites de Liquidez NBR – 6459;
- Limite de Plasticidade NBR – 7180;
- Teor de umidade natural NBR – 6457;
- Compactação Proctor normal NBR – 7182.

A seguir, a Figura 5.5 apresenta a curva de distribuição granulométrica do material disposto no corpo de minério Fonte Grande Sul. Observa-se que a curva está acentuada na faixa das areias, obtendo 51,5% de areia fina e 10,9% de areia média.



Figura 5.5 – Curva de distribuição granulométrica do *backfill* disposto no FGS 10.2.

O ensaio de adensamento oedométrico foi realizado com o rejeitos homogeneizado. Inicialmente foi colocada no anel de adensamento com dimensões de 5,05cm de diâmetro e 2,00cm de altura, apoiado sobre pedra porosa e papel filtro, deixando drenar até a

estabilização da perda de água por gravidade. Pesando-se o corpo de prova juntamente com o anel, foi determinada sua massa específica aparente. O corpo de prova foi montado na célula de adensamento, ficando entre pedras porosas de topo e base, de modo a permitir a drenagem nas duas faces. O conjunto foi montado na prensa de adensamento, ajustando os instrumentos de medida das deformações, e feita a inundação da célula com água destilada. O carregamento foi feito em estágios com duração de vinte e quatro horas cada um, iniciando-se com uma pressão de 0,25 MPa. Em cada novo estágio, a carga acrescentada era suficiente para dobrar a pressão exercida no corpo de prova no estágio anterior. Os ensaios foram conduzidos até uma pressão máxima de 5,20 MPa. O descarregamento foi feito em estágios com duração de uma hora cada um seguindo a ordem inversa do carregamento. A Figura 5.6 apresenta o gráfico com a variação do índice de vazios em função do logaritmo das pressões, contemplando as fases de carregamento e descarregamento, no apêndice são apresentados todos os ensaios realizados para caracterização do *backfill*.

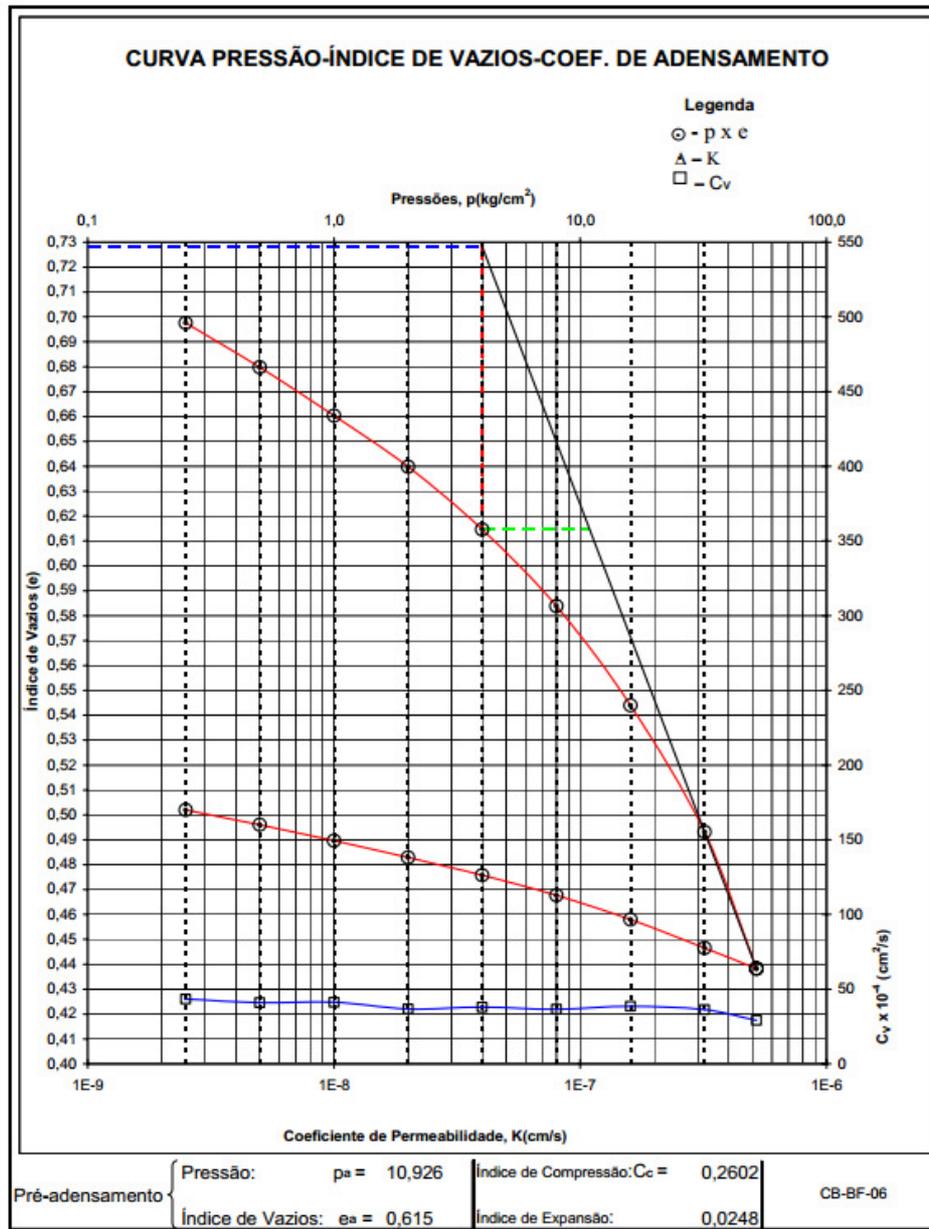


Figura 5.6 – Ensaio de adensamento oedométrico.

O módulo de deformabilidade estudado por Aubertin (2009) para o *backfill*, foram comparados com os resultados dos ensaios oedométricos para o caso de estudo. O módulo de deformabilidade do *backfill* foi variado entre 300 e 500 MPa dependendo da fase de análise. É conhecido que a coesão é próximo de nula e ângulo de atrito próximo a 30°. Nesta pesquisa, a análise do caso real foram assumidos os parâmetros fixos de coesão nula e ângulo de atrito de 30° por não apresentarem variação significativa. Buscando considerar o estado de tensão confinante aplicado pelos: ciclos sucessivos de sobrecarregamento e relaxação do maciço; foi adotado valores crescentes para o módulo de deformabilidade do *backfill* simulando o endurecimento identificado pelo ensaio oedométrico e considerados os avanço das escavações

em campo, conforme apresenta a Tabela 5.3. Esta inserção na variação paramétrica do *backfill* foi possível devido a programação do estudo de caso ser realizado em código aberto.

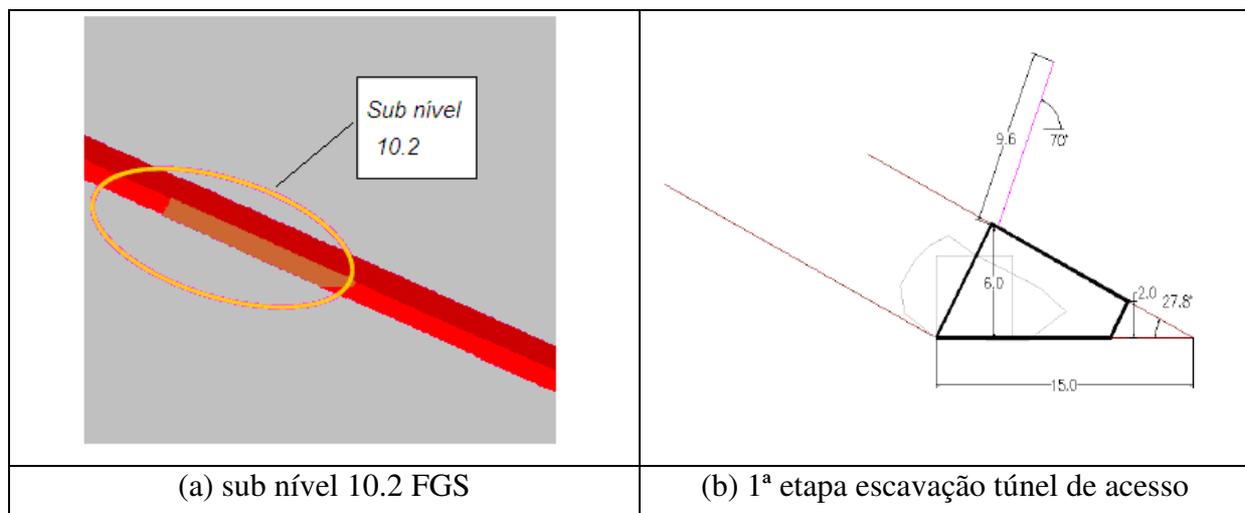
Tabela 5.3 – Fases / *E - backfill*.

<b>Etapa de Lavra</b>	<b><i>E - Backfill</i></b>
Primeiro ciclo	300 MPa
Segundo ciclo	500 MPa

### 5.3.3. MODELAGEM BIDIMENSIONAL

Atendendo ao objetivo de identificação da área de estudo e definição dos parâmetros de entrada para o maciço e o *backfill*, inicialmente foi proposta a modelagem bidimensional com o FLAC 2D.

Para realização da modelagem bidimensional foi adotada a geometria de acordo com o nível 10.2 FGS da Mina Cuiabá. A Figura 5.7 apresenta o esquema de execução, conforme o ciclo de operação da mina. De acordo com no nível 10.2 FGS, foi adotada a profundidade correspondente das escavações no maciço em 700 m, como apresentado no perfil longitudinal do caso de estudo.



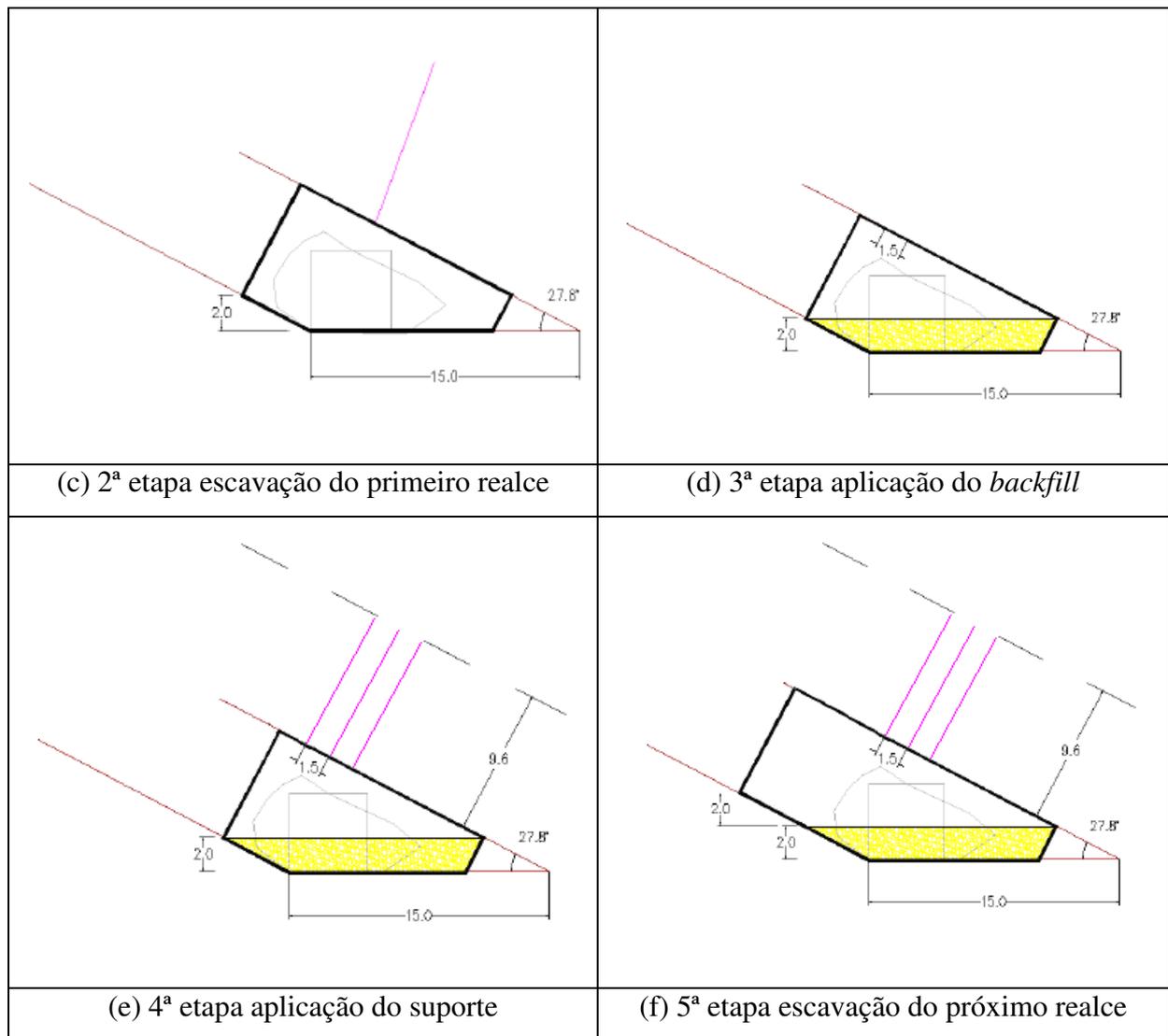


Figura 5.7 - Geometria das etapas da escavação da mina.

A definição da malha a ser utilizada na modelagem tridimensional (3D) foi baseada na análise bidimensional (2D). Esta técnica permitiu partir de uma técnica menos complexa de modelagem em código aberto e relativamente conhecida como a modelagem 2D para um modelo mais refinado e menos estudado (3D) porém com vários passos já definidos e melhorados.

A definição da malha de diferenças finitas para a análise bidimensional aplicada no FLAC 2D adotada foi de  $40 \times 40 = 1600$  elementos de 200 m horizontal por 200 m na vertical, buscando eliminar os efeitos das condições de contorno sobre as análises realizadas. Para determinação da extensão da malha inicial 2D foi aplicada a solução de Kirsh 1898 (citado por Hoek e Brown, 1980), que correlaciona o tamanho da malha em cinco vezes a dimensão

do elemento estudado, onde a partir dessa proporcionalidade as tensões e deformações produzidas serão desprezíveis.

Com base nos resultados obtidos pela modelagem 2D, foram determinadas as pressões geradas devido à escavação sem suporte e seus percentuais de relaxação de acordo com a distância da frente de escavação.

As condições de contorno adotadas consistiram em fixar na direção horizontal as laterais da malha e na direção vertical a base da malha, impondo um carregamento vertical no topo da malha de 19.600 kN/m, representando uma profundidade aproximada das escavações de 700 m com peso específico 28 kN/m<sup>3</sup>.

No caso 2D foi analisada a escavação no estado plano de tensão, para condição iniciais adotando  $K_{0x}=1,5$ , transversal em relação ao eixo da escavação, obtido pelo ensaio de *overcoring*. O estado de tensão inicial foi dado por:

$$\sigma_z = \gamma \cdot h \quad (5.8)$$

$$\sigma_x = K_{0x} \sigma_y \quad (5.9)$$

$$\sigma_y = K_{0y} \sigma_z \quad (5.10)$$

onde,

$\sigma_y$ ,  $\sigma_x$  e  $\sigma_z$  :estado de tensão normal inicial em x, y e z respectivamente;

$\gamma$  :peso específico;

$h$  :profundidade;

$K_{0x}$  :Relação entre tensão horizontal e vertical.

Os parâmetros adotados na condição inicial, foram então simulados no FLAC 2D, executado apenas uma etapa, sem escavação e submetido apenas ao peso próprio. Os deslocamentos gerados nesta etapa foram zerados, pois ocorreram ao longo da história geológica do maciço. Nesta fase da pesquisa buscou avaliar a região de análise, geometria e malha para o caso de estudo.

As fases de escavação simularam o mesmo ciclo de produção realizado em campo. A partir dos resultados obtidos pelas análises de tensão e deformação 2D, permitiu ajustar e definir as condições de contorna da modelagem 3D.

Na primeira etapa da modelagem da escavação, o maciço rochoso está submetido apenas as tensões naturais com  $K_0$  de 1,5 transversal ao eixo da escavação, determinado pelo ensaio de *overcoring*, a Figura 5.8 apresenta o estado inicial de tensões.

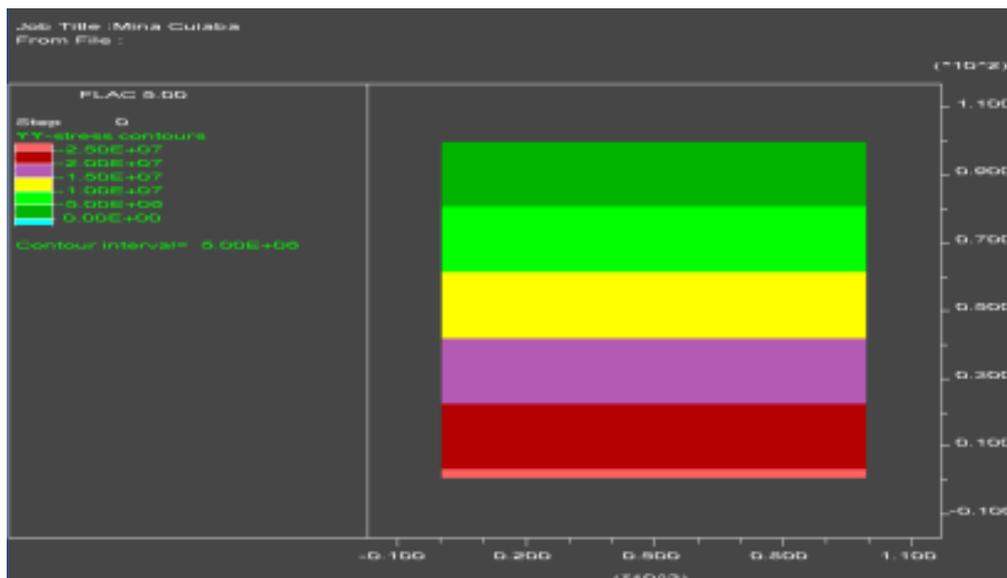


Figura 5.8 – Estado inicial de tensão em yy.

Na segunda etapa da modelagem, foram simuladas as tensões naturais da primeira etapa, e escavação do túnel.

Esta fase da escavação se caracteriza por avanços seqüenciais de 2 m, no entanto devido à geometria irregular das escavações de acordo com a formação do minério, não seria adequada uma análise axissimétrica.

Na terceira etapa foi simulada a aplicação do backfill com uma espessura de 2 m, seguindo as condicionantes de execução observadas em campo.

Na quarta etapa foram instalados os tirantes, com 9,6 m de comprimento e espaçados horizontal e vertical em 1,5 m. A Tabela 5.4, apresenta os parâmetros e características adotados no nível 10.2 FGS pela mina Cuiabá para os tirantes.

Tabela 5.4 - Parâmetros do tirante.

<b>PARÂMETRO</b>	<b>VALOR</b>
comprimento	9,6 m
espaçamento transversal	1,5 m
espaçamento longitudinal	1,5 m
diâmetro	15 mm
módulo E	205 GPa
área	140 mm <sup>2</sup> /m <sup>2</sup>
rigidez da calda	8x10 <sup>5</sup> N/m/m
coesão da calda	1.5x10 <sup>7</sup> kPa

Os resultados das análises 2D permitiram definir a malha, as condições de contorno e definir a seqüência das etapas a serem cumpridas pela modelagem 3D.

#### **5.3.4. VERIFICAÇÃO DA FERRAMENTA TRIDIMENSIONAL**

O programa FLAC 3D foi verificado com modelagens elásticas comparativas com o método analítico de Kirsch 1898 (citado por Hoek e Brown, 1980). Assim, foi proposta a geometria da Figura 5.9, com uma escavação circular de raio 7 m e extensão total de base e altura 75 m. Como nesta primeira análise deveria ser estudado um modelo plano foi adotada uma profundidade 10 m e uma condição inicial com  $K_0=1$  em todas as direções. Para comparação dos resultados analíticos e numéricos foi desenvolvido em código aberto com a linguagem Fish as rotinas de cálculo com as equações de Kirsch e comparados os resultados com as tensões radiais e tangenciais obtidas com o FLAC 3D, representando os resultados por um gráfico com a superposição dos resultados.

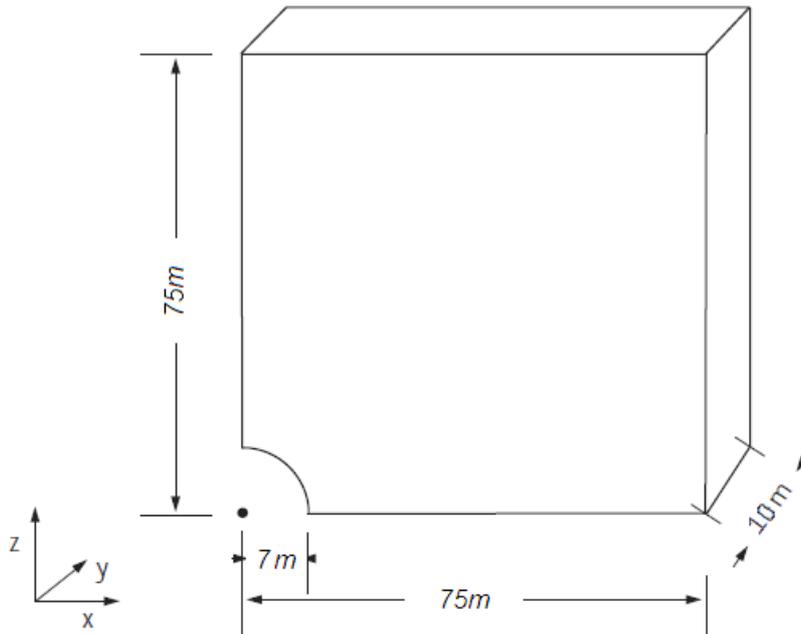


Figura 5.9 – Geometria do modelo comparativo com Kirsch

Para verificação dos resultados longitudinais para uma frente de escavação com um plano de simetria, foi realizado um modelo no FLAC 3D considerando uma profundidade relativa seis vezes a dimensão do elemento estudado, para análise das possíveis interferências das condições de contorno. A malha utilizada no modelo axissimétrico, apresentada pela Figura 5.9, foi reprogramada para a profundidade de 100 m, tendo uma frente de escavação de 50 m, adotando os mesmos parâmetros iniciais. Buscando melhores resultados na área com maior influência das tensões induzidas a malha foi refinada na região da escavação. Para a geração da modelagem 3D da frente de escavação foi programado o modelo e apresentados os comandos utilizados no Apêndice F.

### 5.3.5. MODELAGEM TRIDIMENSIONAL DO CASO DE ESTUDO COM ENDURECIMENTO DO *BACKFILL*

Para verificação do efeito da aplicação do *backfill* é fundamental o estudo tridimensional conforme trabalhos já realizados e apresentados no Capítulo 2. Os trabalhos mais atuais tratam da realização de modelagens bidimensionais, para identificação de possíveis contribuições que o preenchimento pode trazer à estabilidade da escavação. Essa possibilidade vem sendo mais bem investigada apenas na última década, com avanços significativos, mas se limitando a análises 2D, com parâmetros estimados e módulo de deformabilidade constante que não consideram o endurecimento do *backfill* de acordo com o avanço no preenchimento dos subníveis. Assim, buscando uma melhor compreensão do fenômeno, foi proposta a realização de modelagens 3D para o subnível 10.2 da Mina Cuiabá, com a utilização do programa de diferenças finitas tridimensional FLAC 3D. Numa primeira análise, foi adotado para o maciço homogêneo com a unidade geológica X1, o módulo de deformabilidade do *backfill* constante em 500MPa, seguindo os estudos de Aubertin (2009) com critério de resistência de Mohr & Coulomb. Em seguida, foi realizada análise utilizando os parâmetros do caso real estudado, a Mina Cuiabá considerando as três unidades X1, X2 e BIF, realizando a modelagem considerando o endurecimento do *backfill* de acordo com o ciclo de operação, com verificação do efeito arco de tensões no *backfill*. De acordo com o avanço da lavra o *backfill* inicialmente saturado, tende a ser drenado, por vários fatores entre eles a deformação do maciço. Na modelagem 3D o endurecimento do *backfill*, foi executado de acordo com o avanço do ciclo da lavra, adotando um valor de módulo de deformabilidade maior à etapa anterior. Segundo os estudos e monitoramento de campo, este processo é dinâmico e variacional, assim foi realizado a modelagem conforme a Tabela 5.3, considerando o módulo de deformabilidade do *backfill* variável, com o endurecimento por etapa da lavra. Os valores de  $E$  propostos em etapas com enrijecimento de acordo com o avanço dos ciclos de exploração, foram definidos a partir da pesquisa de Li e Aubertin (2009).

Através do monitoramento real das tensões e deslocamentos do caso de estudo da Mina Cuiabá, que opera em lavra subterrânea por *cut and fill* com utilização do *backfill*, e de modelagens numéricas tridimensionais, buscou-se identificar os efeitos do *backfill*, em termos de tensões induzidas, com identificação do efeito arco de tensões e de deslocamentos, com a restrição das escavações.

O módulo de deformabilidade do *backfill* foi estudado de acordo com os ciclos de lavra e pelo tempo de aplicação buscando reproduzir a condição real e melhorar o entendimento global da interação maciço/*backfill*.

A definição inicial da malha de diferenças finitas a ser aplicada no FLAC 3D foi adotada de  $40 \times 40 \times 40 = 64000$  elementos de 200 m horizontal, 200 m na vertical e 200 m de comprimento, buscando eliminar os efeitos das condições de contorno sobre as análises realizadas conforme verificação do estudo bidimensional. Os resultados foram avaliados identificando possíveis influências das limitações e condições de contorno das modelagens. As condições de contorno adotadas consistiram em fixar na direção horizontal para as laterais da malha e na direção vertical para a base da malha, impondo um carregamento vertical de 19.600 kN/m, conforme apresentado pela Figura 5.10.

Para determinação das condições iniciais foi adotado o resultado obtido pelo ensaio de *overcoring*. A orientação do eixo longitudinal escavação está alinhado com a direção da tensão principal maior.

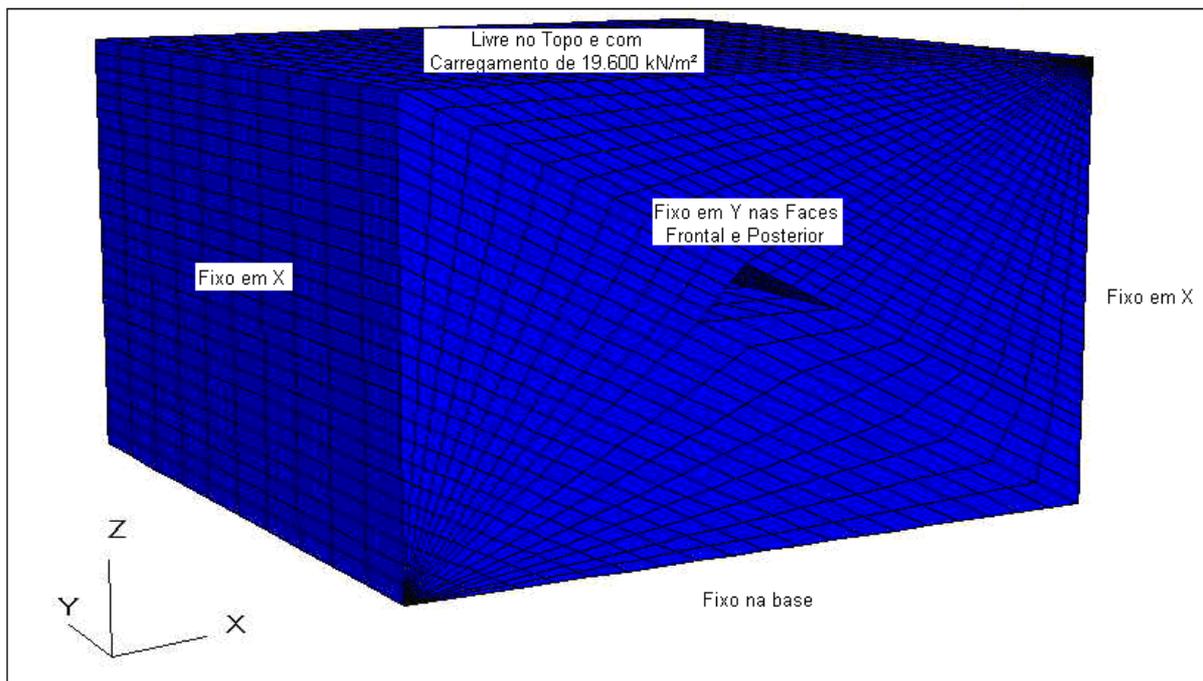


Figura 5.30 – Condições de contorno e iniciais do modelo 3D.

Os resultados da modelagem 3D do caso de estudo, foram retroanalisados com os dados do monitoramento de campo, validando e permitindo que sejam feitas outras simulações do caso de estudo, sem endurecimento e sem *backfill*.

### **5.3.6. MODELAGEM TRIDIMENSIONAL COM *BACKFILL* CONSTANTE**

A modelagem sem endurecimento foi realizada com a malha e condições iniciais do caso anterior e seguindo o trabalho de Aubertin (2009), considerando o módulo de deformabilidade do *backfill* constante em 300 MPa. Apesar das condições iniciais e verticalização da BIF serem diferentes do trabalho de Aubertin (2009), os resultados foram analisados e comparados. Em seguida foi modelado o mesmo caso com adoção do endurecimento do *backfill* pela variação do módulo de deformabilidade. Ao final foi retirado o *backfill* possibilitando análise dos resultados dos modelos com e sem *backfill*.

As linhas de programação desenvolvidas para este modelo estão apresentadas no Apêndice D.

## 6. RESULTADOS

Neste capítulo são apresentados os resultados dos ensaios de campo e das modelagens bidimensionais e tridimensionais com verificações do FLAC 3D e do modelo proposto aplicado no estudo de caso.

### 6.1. ENSAIOS DE CAMPO E LABORATÓRIO

A Figura 6.1 apresenta o trecho do maciço rochoso Fonte Grande Sul no nível 10.2, utilizado para os levantamentos de campo. O caso de estudo foi caracterizado por ensaios de medições de tensões *in situ*, monitoramento de deformações, caracterização estrutural, resistência e deformabilidade.

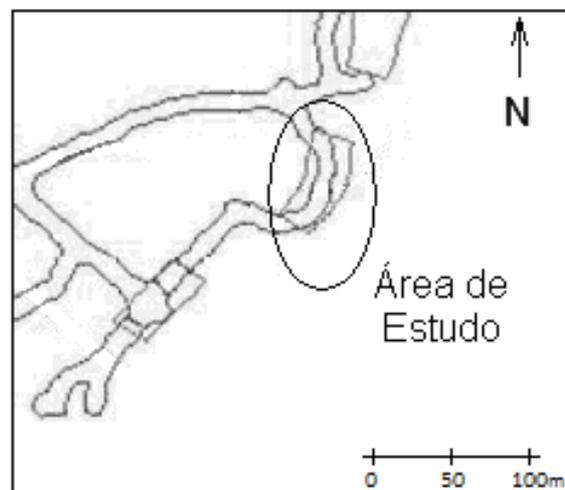


Figura 6.1 – Levantamento topográfico em planta do Nível 10.2 com 700m de profundidade.

### 6.1.1. TENSÕES *IN SITU*

A Tabela 6.1 e a Figura 6.2 mostram os resultados dos ensaios de tensões *in situ* realizados para o caso de estudo e as propriedades elásticas dos pacotes litológicos respectivos a profundidade aproximada de 700 m. Considerando que a escavação do caso de estudo está aproximadamente à 45° de azimute, conforme mostra a Figura 6.3 e mergulho 0°.

Tabela 6.1 - Tensões *in situ*.

$\sigma_1$			$\sigma_2$			$\sigma_3$		
Tensão (MPa)	Azimute (°)	Inclinação (°)	Tensão (MPa)	Azimute (°)	Inclinação (°)	Tensão (MPa)	Azimute (°)	Inclinação (°)
80,7	311,5	3,5	38,15	41,5	8,5	25,8	198,5	81,5

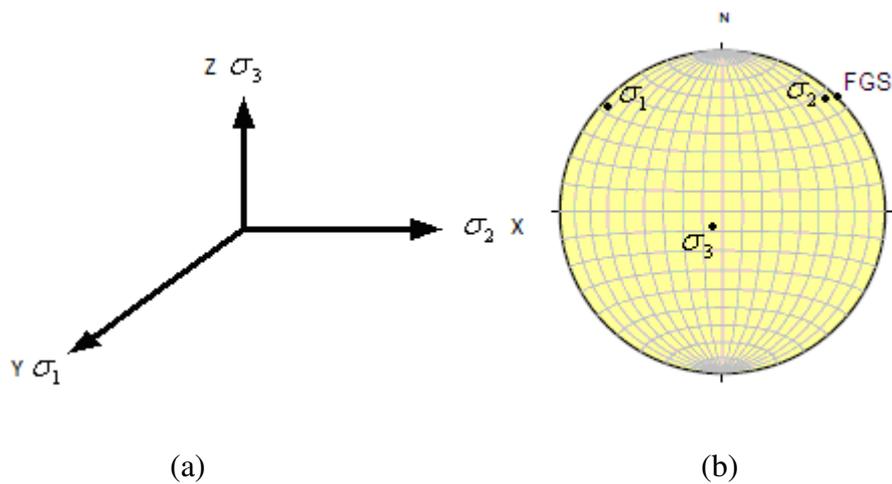


Figura 6.2 – (a) Projeção vetorial das tensões principais com eixos referenciais; (b) Projeção estereográfica polos dos planos de tensão.

Os resultados apresentam a tendência para a tensão principal estar inclinada em relação aos eixos horizontal. A maior aproximação da tensão principal com o eixo horizontal deve estar relacionado a uma forte relação com as tensões tectônicas associadas com os episódios orogênicos regionais e locais. Conforme apresentado na Figura 6.2 (a), e segundo as Equações 4.7 e 4.8, tem o resultado aproximado de  $K_{0x} = 1,5$  e  $K_{0y} = 3,0$ .

A direção e inclinação da tensão principal  $\sigma_1$  é correspondente com as estruturas geológicas identificadas na mina, como vergências de dobras, falhas de empurrão e estrias de falha. Outra evidência importante da orientação desta tensão é observada na piora das

condições geomecânicas das escavações quando estas estão próximas da perpendicularidade com a direção encontrada para a máxima tensão, conforme mostram as Figuras 6.3 e 6.4.

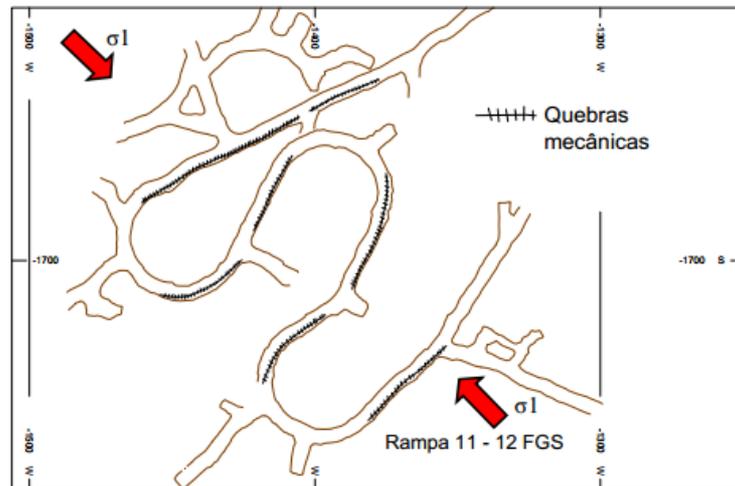


Figura 6.3- Visualização de quebras mecânicas em direção predominante, perpendicular à tensão principal maior, na rampa entre níveis 11 e 12 (Cota, 2011).

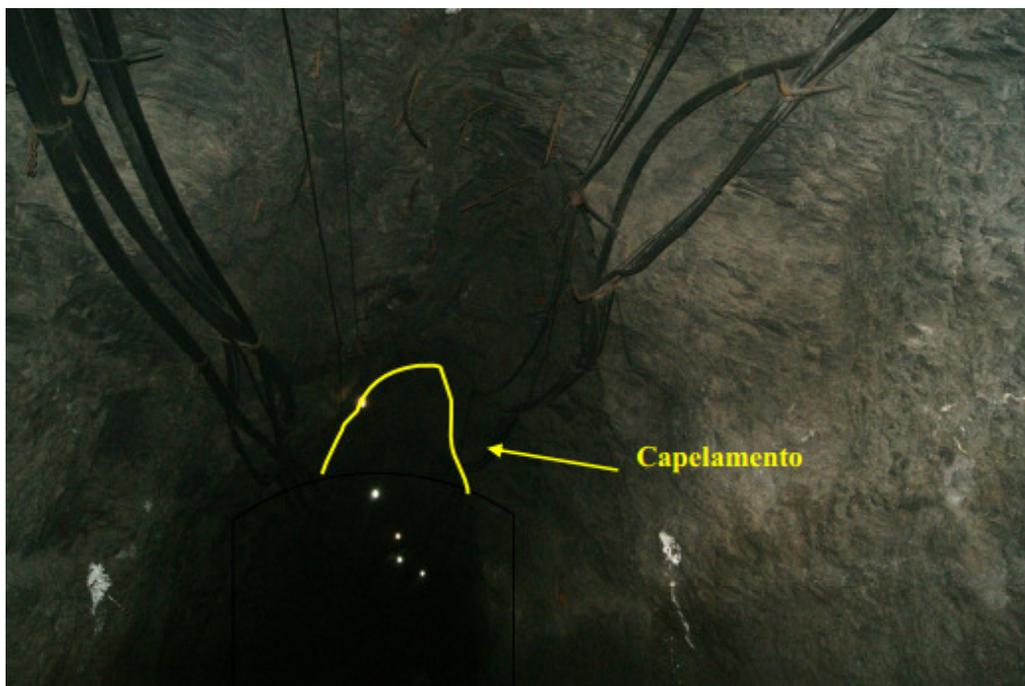


Figura 6.4- Visualização de capelamento originado de quebras mecânicas em rampa, entre nível 12 e 13, com direção perpendicular à  $\sigma_1$  e indicação de  $k > 1$  (Cota, 2011).

Quebras por tensão (breakout) nas parte inferiores e superiores de furos (raises) de ventilação com inclinação de cerca de 45°, também, são indicadores importantes que o  $k$  (relação entre a tensão horizontal e vertical) é maior do que 1 (Figura 6.5).

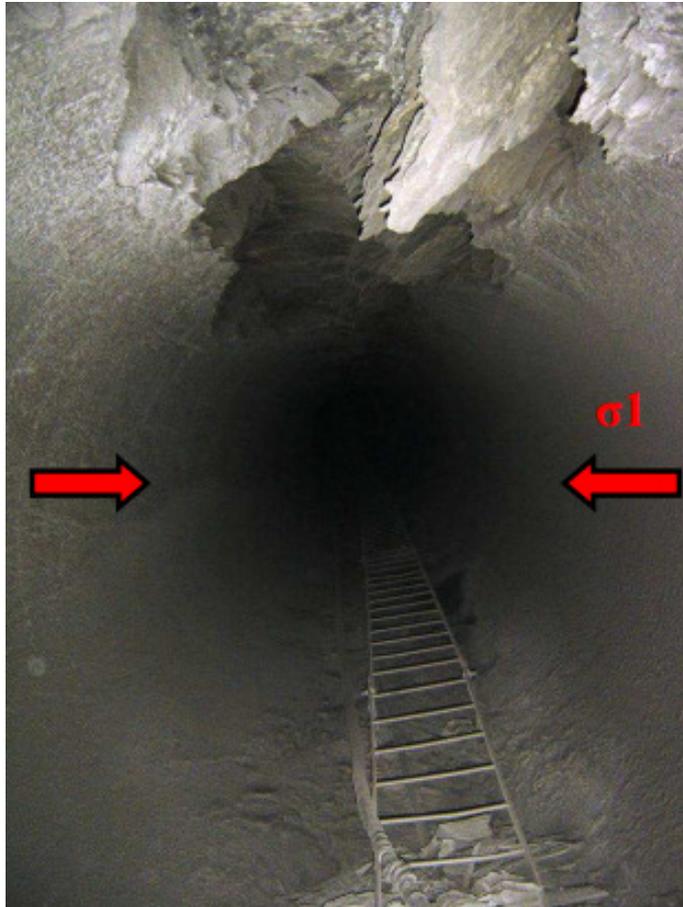
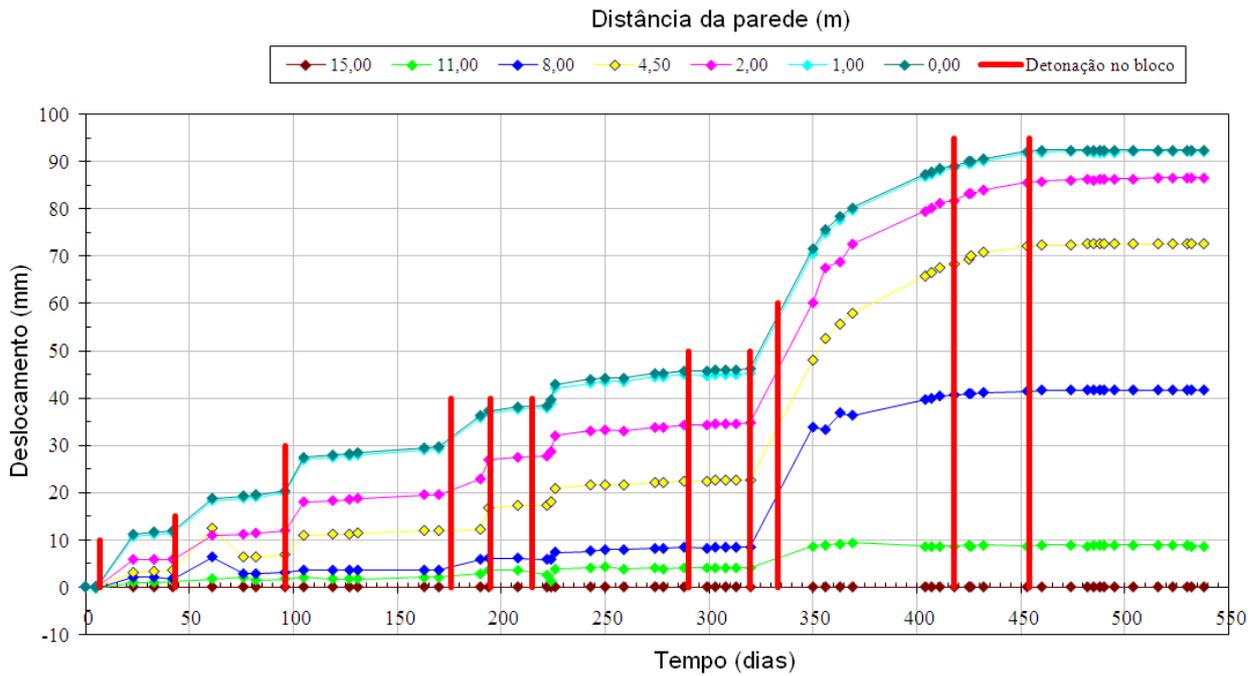


Figura 6.5- Quebras por tensão em furo de ventilação, com cerca de 2m de diâmetro, no realce 13.1 Fonte Grande Sul. Indicação de  $k > 1$  (Cota, 2011).

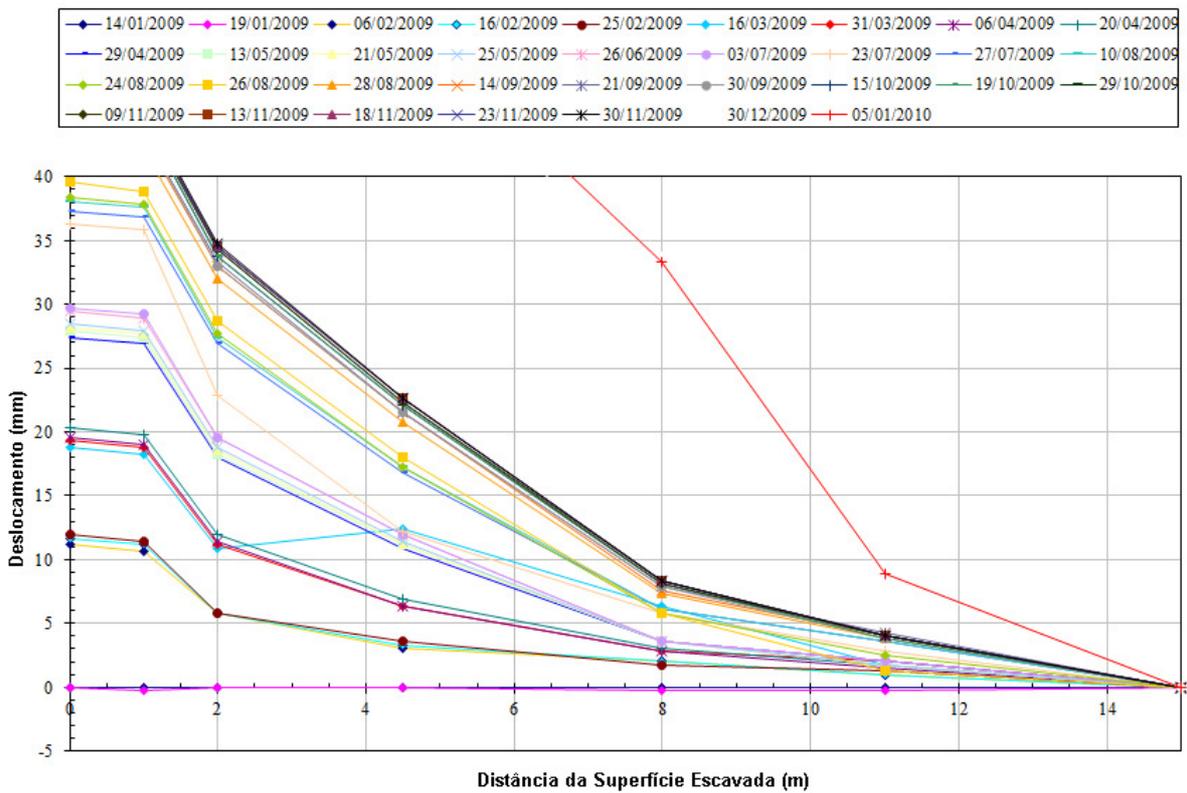
### 6.1.2. MONITORAMENTO DE CONVERGÊNCIA

No teto do nível 10.2 FGS, foram instalados ortogonalmente sensores de deformações do tipo *MPBEx* e monitoradas os deslocamentos diariamente por até dois anos, os resultados estão apresentados no Apêndice A. Os dados deste monitoramento estão contidos na Figura 6.6.



(a)

**Smart MPBX 10.2 FGS**



(b)

Figura 6.6 - Resultados monitoramento deformação MPBEx da seção 3 FGS. (a) Deslocamento X Tempo (b) Deslocamento x Posição do sensor dentro do teto da escavação.

O monitoramento mostra que após as detonações ocorre uma aceleração nos deslocamentos, provocados pela redistribuição das tensões e pelo impacto dos explosivos. Os resultados dos deslocamentos por dia, estão apresentados na Tabela 6.2.

Tabela 6.2 – Resultados do monitoramento de deslocamentos por Marco.

Data	Total de Dias	Deslocamento por Marco (mm)						
		15,00	11,00	8,00	4,50	2,00	1,00	0,00
14/01/2009	0	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
19/01/2009	5	0,000	-0,254	-0,254	0,000	0,000	-0,254	0,000
06/02/2009	23	0,000	1,016	2,032	3,048	5,842	10,668	11,176
16/02/2009	33	0,000	1,016	2,032	3,302	5,842	11,176	11,684
25/02/2009	42	0,000	1,270	1,778	3,556	5,842	11,430	11,938
16/03/2009	61	0,000	1,778	6,350	12,446	10,922	18,288	18,796
31/03/2009	76	0,000	2,032	2,794	6,350	11,176	18,796	19,304
06/04/2009	82	0,000	1,524	2,794	6,350	11,430	19,050	19,558
20/04/2009	96	0,000	1,778	3,048	6,858	11,938	19,812	20,320
29/04/2009	105	0,000	2,032	3,556	10,922	18,034	26,924	27,432
13/05/2009	119	0,000	1,778	3,556	11,176	18,288	27,432	27,940
21/05/2009	127	0,000	1,778	3,556	11,176	18,542	27,686	28,194
25/05/2009	131	0,000	1,778	3,556	11,430	18,796	27,940	28,448
26/06/2009	163	0,000	2,032	3,556	11,938	19,558	28,956	29,464
03/07/2009	170	0,000	2,032	3,556	11,938	19,558	29,210	29,718
23/07/2009	190	0,000	2,794	5,842	12,192	22,860	35,814	36,322
27/07/2009	194	0,000	3,556	6,096	16,764	26,924	36,830	37,338
10/08/2009	208	0,000	3,556	6,096	17,272	27,432	37,592	38,100
24/08/2009	222	0,000	2,540	5,842	17,272	27,686	37,846	38,354
26/08/2009	224	0,000	1,270	5,842	18,034	28,702	38,862	39,624
28/08/2009	226	0,000	3,810	7,366	20,828	32,004	42,164	42,926
14/09/2009	243	0,000	4,064	7,620	21,590	33,020	43,180	43,942
21/09/2009	250	0,000	4,318	7,874	21,590	33,274	43,434	44,196
30/09/2009	259	0,000	3,810	7,874	21,590	33,020	43,434	44,196
15/10/2009	274	0,000	4,064	8,128	22,098	33,782	44,450	45,212
19/10/2009	278	0,000	3,810	8,128	22,098	33,782	44,450	45,212
29/10/2009	288	0,000	4,064	8,382	22,352	34,290	44,958	45,720
09/11/2009	299	0,000	4,064	8,128	22,352	34,290	44,704	45,720
13/11/2009	303	0,000	4,064	8,382	22,606	34,544	44,958	45,974
18/11/2009	308	0,000	4,064	8,382	22,606	34,544	44,958	45,974
23/11/2009	313	0,000	4,064	8,382	22,606	34,544	44,958	45,974
30/11/2009	320	0,000	4,064	8,382	22,606	34,798	45,212	46,228

30/12/2009	350	0,000	8,636	33,782	48,006	60,198	70,612	71,628
05/01/2010	356	0,000	8,890	33,274	52,578	67,564	74,930	75,692
12/01/2010	363	0,000	9,144	36,830	55,626	68,834	77,724	78,486
18/01/2010	369	0,000	9,398	36,322	57,912	72,644	79,756	80,264
22/02/2010	404	0,000	8,636	39,624	65,786	79,502	86,868	87,376
25/02/2010	407	0,000	8,636	39,878	66,548	80,264	87,376	87,884
01/03/2010	411	0,000	8,636	40,386	67,564	81,280	88,138	88,646
08/03/2010	418	0,000	8,636	40,640	68,326	81,788	88,646	89,154
15/03/2010	425	0,000	8,890	40,894	69,342	83,312	89,662	90,170
16/03/2010	426	0,000	8,636	40,894	70,104	83,312	89,662	90,170
22/03/2010	432	0,000	8,890	41,148	70,866	84,074	90,170	90,678
12/04/2010	453	0,000	8,636	41,402	72,136	85,598	91,694	92,202
19/04/2010	460	0,000	8,890	41,656	72,390	85,852	91,948	92,456
03/05/2010	474	0,000	8,890	41,656	72,390	86,106	92,202	92,456
11/05/2010	482	0,000	8,636	41,656	72,644	86,360	92,202	92,456
14/05/2010	485	0,000	8,890	41,656	72,644	86,106	91,948	92,456
17/05/2010	488	0,000	8,890	41,656	72,644	86,360	91,948	92,456
19/05/2010	490	0,000	8,890	41,656	72,644	86,360	91,948	92,456
24/05/2010	495	0,000	8,890	41,656	72,644	86,360	91,948	92,456
02/06/2010	504	0,000	8,890	41,656	72,644	86,360	92,202	92,456
14/06/2010	516	0,000	8,890	41,656	72,644	86,614	92,202	92,456
21/06/2010	523	0,000	8,890	41,656	72,644	86,614	92,202	92,456
28/06/2010	530	0,000	8,890	41,656	72,644	86,614	92,202	92,456
30/06/2010	532	0,000	8,636	41,656	72,644	86,614	92,202	92,456
06/07/2010	538	0,000	8,636	41,656	72,644	86,614	92,202	92,456

O prazo para realizar a disposição do *backfill*, é variável pois depende do volume escavado e da execução de saneamento, carga e transporte. Um tempo aceitável é de 30 dias em média para o intervalo entre a denotação e disposição. Os resultados do monitoramento mostram que ocorreu relativa estabilização das escavações após a disposição do *backfill* para deslocamentos críticos.

Os dados obtidos pelo monitoramento dos deslocamentos em campo, mostraram que até o quarto realce o maciço se comportou relativamente elástico, apresentando aumento rápido das deformações no realce seguinte, confirmado pelas observações de campo, com deterioração das condições de integridade do maciço rochoso. Esta constatação foi útil para determinação do período de análise. Os estudos das modelagens foram concentrados até o terceiro ciclo de avanço das escavação

### 6.1.3. ENSAIOS EM LABORATÓRIO

Na mina Cuiabá, existe um banco de dados com 168 resultados de ensaios sintetizados na Tabela 6.3. Esses ensaios foram feitos para a determinação da Resistência à Compressão Uniaxial dos materiais representativas do caso de estudo. Os resultados de resistência, módulos de deformação e coeficientes de *Poisson* foram obtidos em ensaios feitos no Laboratório de Mecânica de Rochas da antiga Mineração Morro Velho SA e no Laboratório de Tecnologia de Rochas do Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Engenharia da UFMG.

Tabela 6.3 - Síntese dos ensaios para Resistência a Compressão Uniaxial (Anglogold, 2007).

<i>Unidade</i>	<i><math>\sigma_{ci}</math> (MPa) média</i>
X1	58
X2	65
BIF	167
<i>Backfil</i>	0,3

O comportamento do *Backfill* aplicado na mina é dependente da porosidade, classificação e conteúdo do material de composição da amostra. A Figura 6.7 apresenta o resultado do ensaio de adensamento oedométrico, realizado a partir de amostras do rejeito disposto no nível 10.2 FGS. Os ensaios e tabelas contendo os dados obtidos nos ensaios são apresentados no Apêndice A.

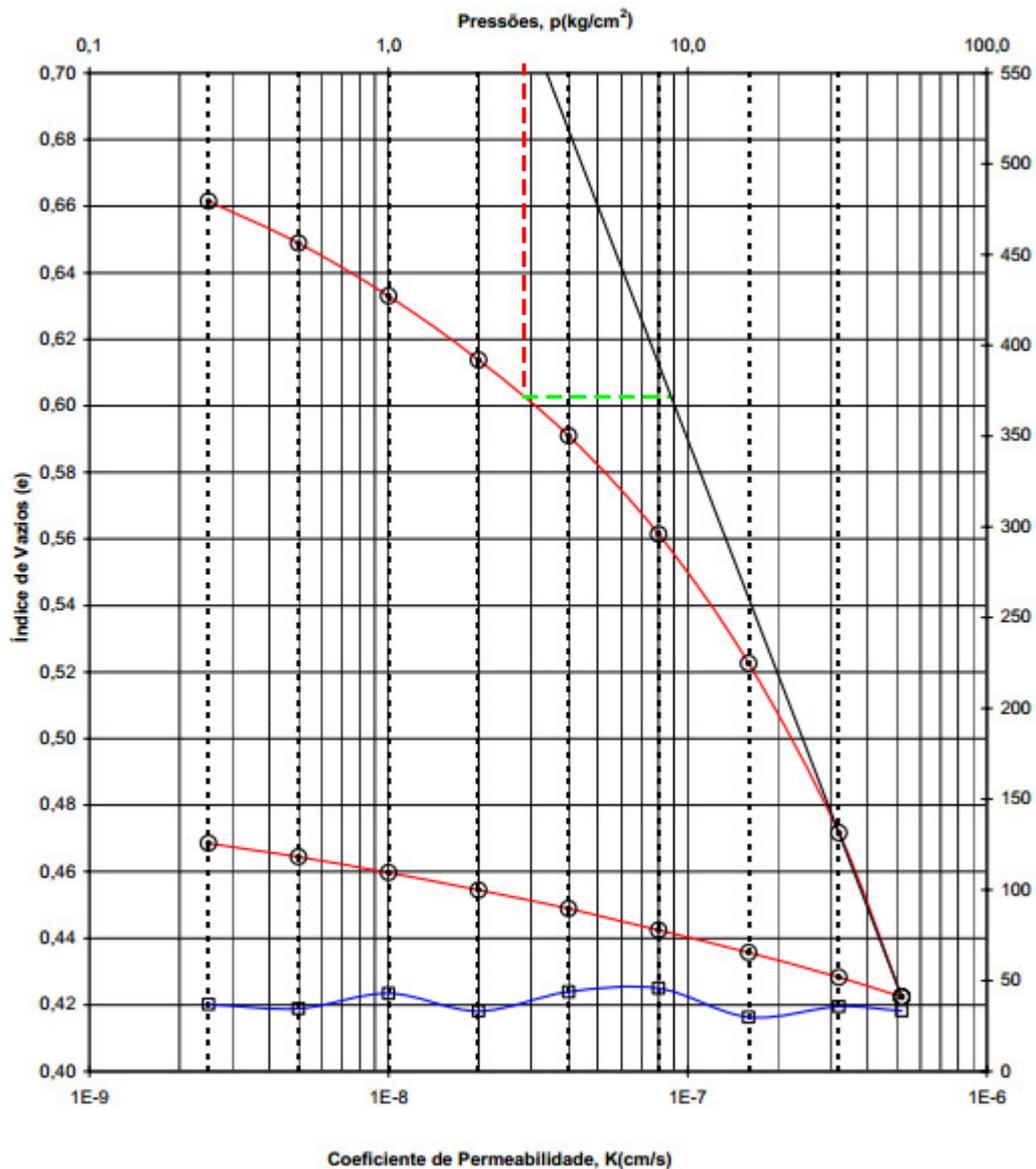


Figura 6.7 – Resultado do ensaio oedométrico realizado com *backfill*.

A Figura 6.8, apresenta os resultados da caracterização granulométrica do *backfill*, com concentração média de 65% dos grãos na faixa das areias. Os resultados completos, inclusive compactação e densidade são apresentados no Apêndice A.



Figura 6.8 – Distribuição granulométrica do *backfill*.

A Tabela 6.4, apresenta um resumo dos dados referentes às propriedades elásticas, obtidos em análises de amostragens dos materiais encontrados no caso de estudo.

Tabela 6.4 - Propriedades da rocha intacta.

<i>Unidade</i>	<i>Coefficiente de Poisson</i>	<i>Módulo de Deformabilidade E (GPa)</i>	<i>Peso Específico (kN/m<sup>3</sup>)</i>
X1	0,28	47,5	28
X2	0,32	86,0	28
BIF	0,30	124,5	31
<i>Backfill</i>	0,31	0,3 – 0,5	18

#### 6.1.4. LEVANTAMENTO ESTRUTURAL DO MACIÇO

A classificação geomecânica da Mina Cuiabá foi realizada levando em consideração os principais parâmetros referentes à estabilidade do maciço rochoso, obtidos por meio da descrição de testemunhos de sondagem, observações de campo e, principalmente, o mapeamento geotécnico.

Na Tabela 6.5, são apresentados os dados obtidos para a classificação do maciço rochoso em torno do corpo Fonte Grande Sul, dos níveis 9 ao 11, para o sistemas Q de Barton (1974).

Tabela 6.5 - Classificação Q.

Litologia	RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	Q	Classe do Maciço	Qualidade da Rocha
BIF	95	6	3	1	1	1	47	I	Muito Boa
X1	80	9	1,5	1	1	1	13	II	Boa
X2	85	9	1,5	1	1	1	14	II	Boa

A Tabela 6.6 apresenta os resultados da classificação RMR de Biniawski (1989) representativa, relativa às litologias típicas.

Tabela 6.6 - Classificação RMR.

Parâmetros	BIF	X1	X2
UCS (MPa)	180	56	96
Peso	12	7	7
RQD	95 %	80 %	85 %
Peso	20	17	17
Espaçamento	0,2 a 0,6 (m)	0,2 a 0,6 (m)	0,2 a 0,6 (m)
Peso	10	10	10
Persistência	10-20m		>20m
Separação	Não há	Superfície	Não há
Rugosidade	Rugosa	estriada e	Estriada
Preenchimento	Não há	espelhada	Não há
Alteração	Levemente		Levemente
Peso	22	10	17
Água	Insignificante	Insignificante	Insignificante
Subterrânea	15	15	15
Direção e mergulho	Subparalela ao eixo com mergulho 30°	Subparalela ao eixo com mergulho 30°	Subparalela ao eixo com mergulho 30°
Peso	-5	-5	-5
RMR	79	59	66
	Classe II	Classe III	Classe III
	Boa	Média	Média

O Índice de Resistência Geológica (GSI) foi obtido por meio da correlação indicada por Hoek *et al.* (1995). O programa *RocLab* (Rocscience, 2002) foi utilizado para definir os parâmetros de ruptura de Hoek Brown (Tabela 6.7), a partir da entrada de dados resultantes da classificação pelo GSI feita para o maciço no corpo FGS, acrescido dos dados do UCS e os parâmetros *mi* e fator de perturbação no maciço D, sendo estes dois últimos assumidos por

semelhança com a lista de valores mostradas nas tabelas contidas naquele programa, como saída foram obtidos os parâmetros das unidades.

Tabela 6.7 - Parâmetros de entrada e saída das unidades geológicas.

<i>Unidade</i>	<i>RMR</i>	<i>mi</i>	<i>D</i>	<i>GSI</i>
BIF	79	25	0	74
X2	66	20	0	61
X1	59	20	0	54

<i>Unidade</i>	<i>Poisson</i>	<i>Módulo de deformação (GPa)</i>	<i>mb</i>	<i>s</i>
BIF	0,2	30	8,263	0,032
X2	0,2	11,4	4,155	0,0075
X1	0,25	7,2	3,236	0,0035

## 6.2. ANÁLISE NUMÉRICA BIDIMENSIONAL

Através do programa FLAC 2D foi realizada a análise da geometria estudada, definição das condições de contorno e malha inicial para a análise 3D. Nesta fase da pesquisa foi programada uma única etapa do ciclo de lavra e adotado módulo de deformabilidade do *backfill* constante, sendo possível verificar os deslocamentos e as tensões geradas pelo modelo estudado. Foi adotada uma profundidade de 700 m e peso específico de 28 kN/m<sup>3</sup>, conforme resultados dos índices físicos obtidos em laboratório. Então foram aplicadas tensões horizontais 1.5 vezes maiores que as tensões verticais, conforme resultado médio dos ensaios de *overcoring*.

A modelagem de escavação foi realizada em um único ciclo de processamento, conforme o caso de estudado. Na Figura 6.9, é apresentada a malha gerada para modelagem bidimensional em estado de deformação plana com o FLAC 2D. As condições iniciais submetidas ao maciço foram:

- fixação da malha na direção x, nas laterais;
- na base fixo na direção y;
- no topo carregamento de 19,6 MPa.

Para simular as condições originais do maciço rochoso, foi aplicado o estado de tensões naturais de  $\gamma.z$  na vertical e 1.5 vezes na horizontal.

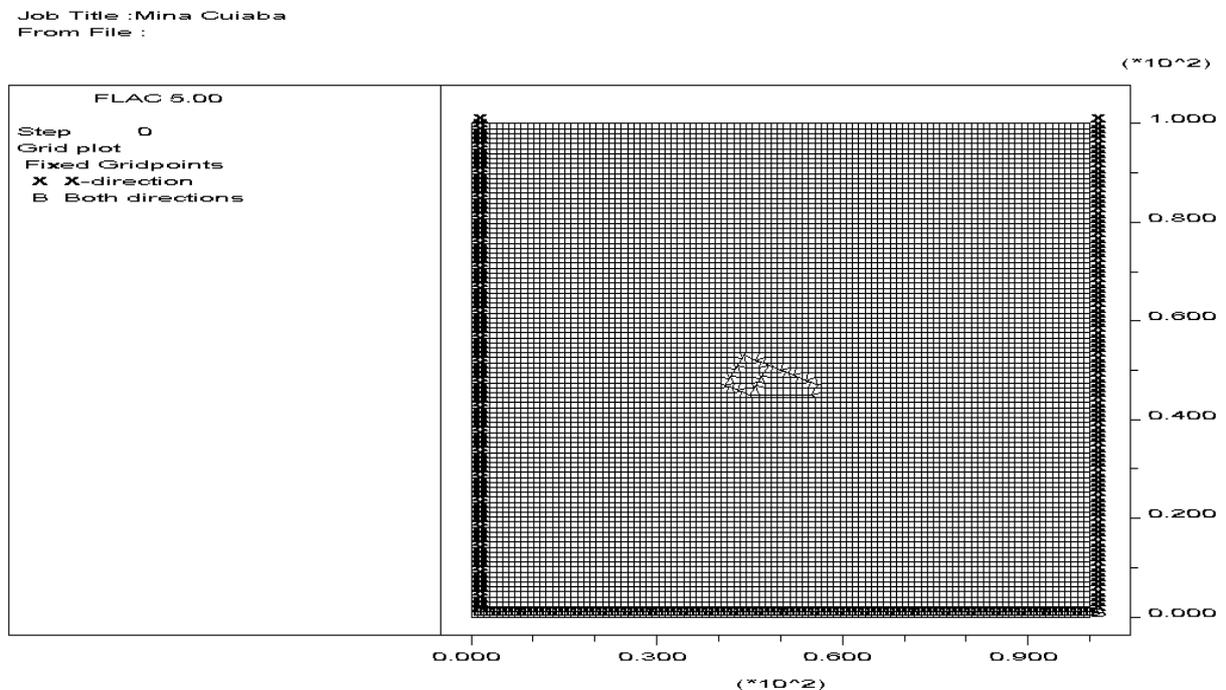


Figura 6.9 - Malha adotada e condições de contorno.

Os resultados das análises 2D com *backfill* em yy e xx geradas pela escavação são apresentadas no Apêndice. A Figura 6.10 apresenta os deslocamentos em xx. É possível observar que o deslocamento máximo obtido para o teto da escavação foi de 10 mm.

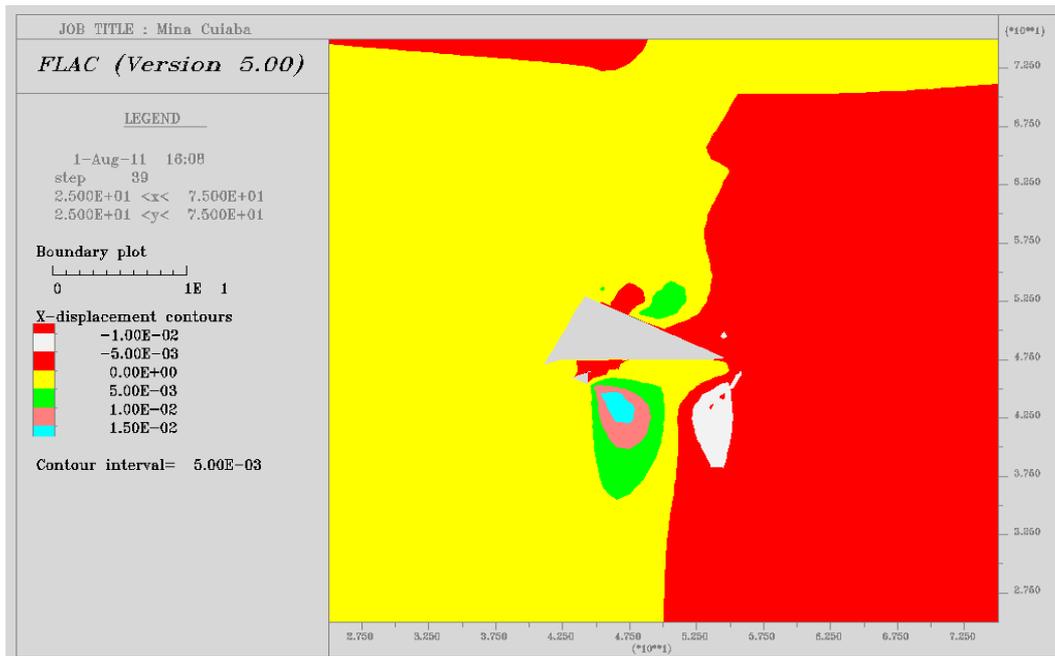


Figura 6.10 - Deslocamentos em xx.

As análises em 2D mostram que as tensões e deslocamentos estão dentro do esperado, com uma concentração de perturbações dentro das projeções analíticas de Kirsch, conforme mostra a Figura 6.10. Mesmo sendo uma ampliação da malha inicial os resultados indicam que a adoção das dimensões de malha da ordem de quatro à cinco vezes objeto analisado as condições de contorno não interferem nas análises. Portanto a modelagem 3D do caso de estudo, será considerado o trabalho em 2D para definição inicial do modelo.

### 6.3. ANÁLISE NUMÉRICA TRIDIMENSIONAL

Na análise tridimensional foi utilizado o programa FLAC 3D.

### 6.3.1. VALIDAÇÃO DA MODELAGEM 3D

Com a finalidade de validar a confiabilidade dos resultados do programa FLAC 3D e identificar a representatividade das dimensões transversais adotadas no modelo 2D, que seriam adotadas para a malha 3D, foi feito um modelo axissimétrico com  $K_0=1$  e comparado os seus resultados com a solução de Kirsch.

A Figura 6.11 apresenta a malha utilizada nas simulações tridimensionais das condições do problema solucionado numérica e analiticamente por Kirsch.

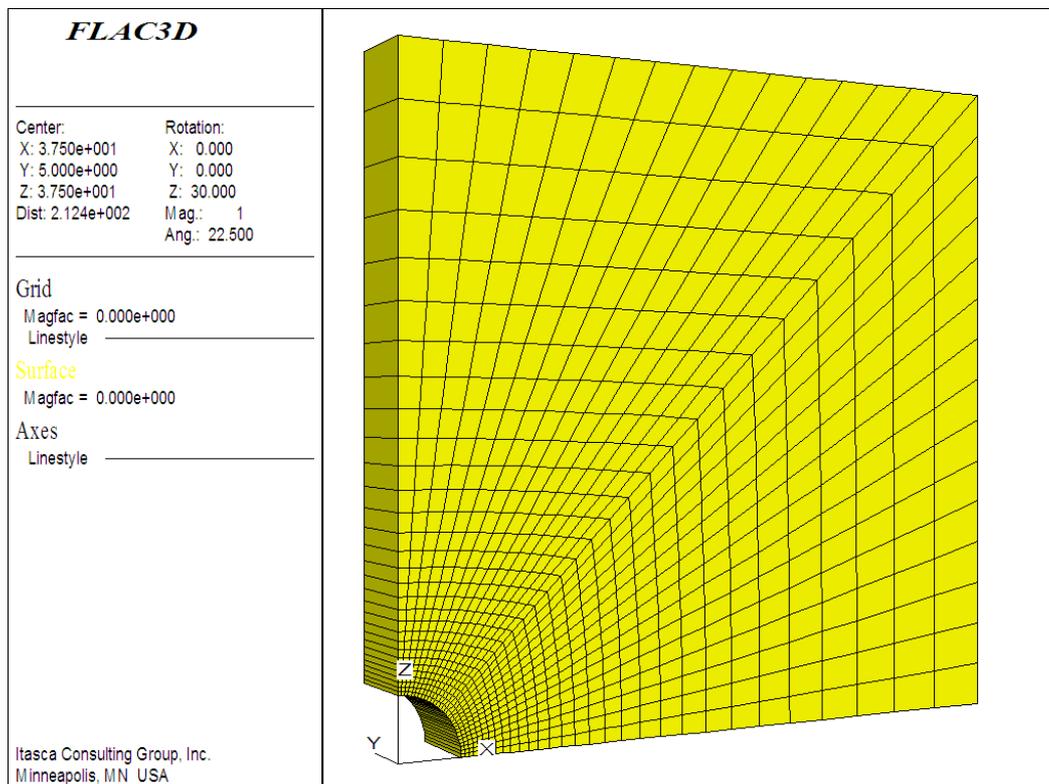


Figura 6.11 – Representação gráfica da malha 3D em perspectiva.

Para geração do gráfico comparativo foi desenvolvido a programação de uma rotina com a linguagem Fish (componente do FLAC 3D capaz de criar novas variáveis e funções não inclusas no *software*) para utilização do método analítico de tensões de Kirsch (1898 apud Hoek e Brown, 1980) obtendo tensões radiais e tangenciais com cálculo do erro percentual comparativo entre os métodos numérico e analítico, conforme apresentado na rotina abaixo:

```
;-----  
;      modelagem numérica kirsch x flac 3D  
;-----
```

Geração do Modelo

```
def test0  
    tim0=clock  
end  
def test1  
    tim=(clock-tim0)/100.0  
end  
gen zone radcyl size 1 1 30 30 rat 1 1 1 1.1 p1 75 0 0 p2 0 10 0 &  
p3 0 0 75 dim 7 7 7 7  
model mohr  
def derivekg  
    s_mod=e_mod/(2.0*(1.0+p_ratio))  
    b_mod=e_mod/(3.0*(1.0-2*p_ratio))  
end  
def kgmax  
    k_mod=10*(b_mod + 4*s_mod/3)/az  
end  
set e_mod=7.2e9 p_ratio=0.25  
deriveKG  
pro bulk b_mod she s_mod cohesion 3.51e6  
prop friction 36.2 dilation 30. tension 0.062e6  
ini sxx -19.6e6 syy -19.6e6 szz -19.6e6  
fix z range z -.001 .001  
fix x range x -.001 .001  
fix y  
apply sxx -19.6e6 range x 74.9 75.1  
apply szz -19.6e6 range z 74.9 75.1  
hist gp xdisp 7 0 0
```

```

hist gp xvel 7 0 0
hist gp yf 7 0 0
hist gp zf 7 0 0
test0
solve
test1
print tim
save kirsch.sav
ret

```

Programação em Fish para validação dos resultados

```

;-----
; flac 3D e solução analítica de Kirsch
; Tabela 1: valores analíticos rad/a -sigr/p0
; Tabela 2: valores analíticos rad/a -sigt/p0
; Tabela 3: flac 3d rad/a -sigr/p0
; Tabela 4: flac 3d rad/a -sigt/p0
; calculo do diferencial entre metodos
; errsr : average %error in -sigr/p0
; errst : average %error in -sigt/p0
;-----

res sqad.sav
def const
  po = 19.6e6
  cco = z_prop(zone_head,'cohesion')
  cfi = z_prop(zone_head,'friction')*degrad
  bm = z_prop(zone_head,'bulk')
  sm = z_prop(zone_head,'shear')
end
def nastr
  numrad = 0
  tab1 = 1
  tab2 = 2

```

*tab3 = 3*

*tab4 = 4*

*command*

Nomeação das Saídas

*tab tab1 name analytic-sigr*

*tab tab2 name analytic-sigt*

*tab tab3 name FLAC3d-sigr*

*tab tab4 name FLAC3d-sigt*

*end\_command*

*errsr = 0.0*

*errst = 0.0*

*zpnt = zone\_head*

*loop while zpnt # null*

*mark = 0*

*loop igp (1,8)*

*gpnt = z\_gp(zpnt,igp)*

*if gp\_zpos(gpnt) < 0.001 then*

*mark = 1*

*end\_if*

*end\_loop*

Implementação de Kirsch

*rad = sqrt(z\_xcen(zpnt)^2 + z\_zcen(zpnt)^2)*

*aux2 = (7/rad)*

*sigre = 0.5\*((2)\*(1-(aux2\*aux2)))*

*sigte = 0.5\*((2)\*(1+(aux2\*aux2)))*

*aux1 = (z\_sxx(zpnt) + z\_szz(zpnt)) \* 0.5*

*aux3 = sqrt(z\_sxz(zpnt)^2 + 0.25 \* (z\_sxx(zpnt)-z\_szz(zpnt))^2)*

*sigr = -(aux1 + aux3) / po*

*sigt = -(aux1 - aux3) / po*

*if mark = 1*

*numrad = numrad + 1*

*table(tab1,rad) = sigre*

*table(tab2,rad) = sigte*

*table(tab3,rad) = sigr*

```

    table(tab4,rad) = sigt
end_if
err = abs(sigre)
errsr = errsr + err
err = abs(sigte)
errst = errst + err
zpnt = z_next(zpnt)
end_loop
errsr = errsr * 100. / nzone
errst = errst * 100. / nzone
end
;
const
nastr
;
Plotagem gráfica
print errsr
print errst
save kirsch_plot.sav
ret

```

No gráfico da Figura 6.12, podem ser observadas as comparações entre os resultados da solução clássica de Kirsch e os obtidos no processamento de um modelo discretizado pelo programa FLAC 3D considerando os seguintes valores: carregamento de 19,6 MPa, raio da escavação 7 m, poisson 0,25 e modulo de deformabilidade de 7,2 GPa.

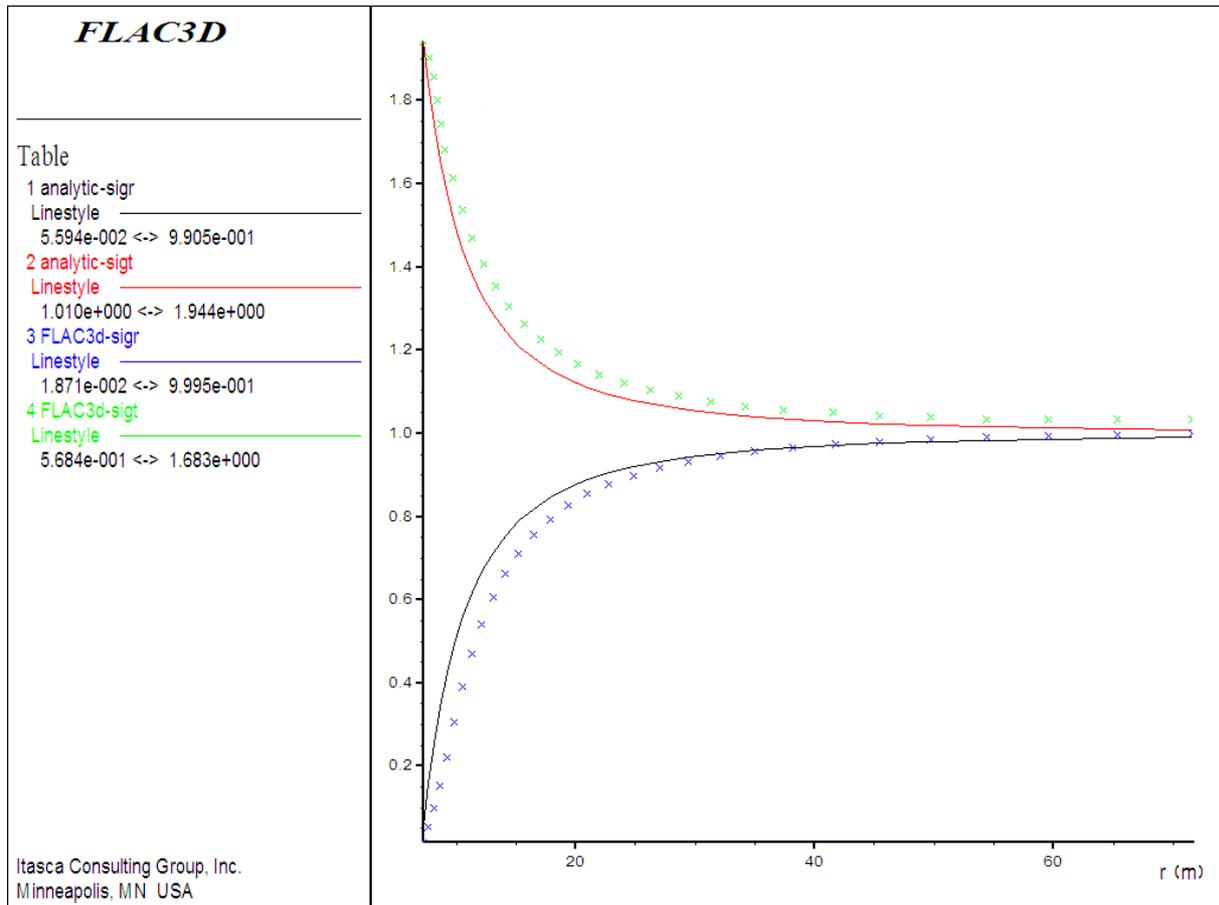


Figura 6.12 – Comparativo das tensões obtidas pela solução de Kirsch e pela simulação numérica.

A comparação entre os valores das tensões radiais e tangenciais obtidos por Kirsch e pelo programa foi feito com Fish, o diferencial obtido entre as curvas foi de 7%, isso devido ao refinamento da malha. Na Figura 6.13 pode ser observado o campo das tensões obtidas pela simulação tridimensional após processada pelo programa. Pelos resultados é possível identificar que a área de análise das tensões induzidas se concentra próximo à cinco vezes a dimensão do raio da escavação.

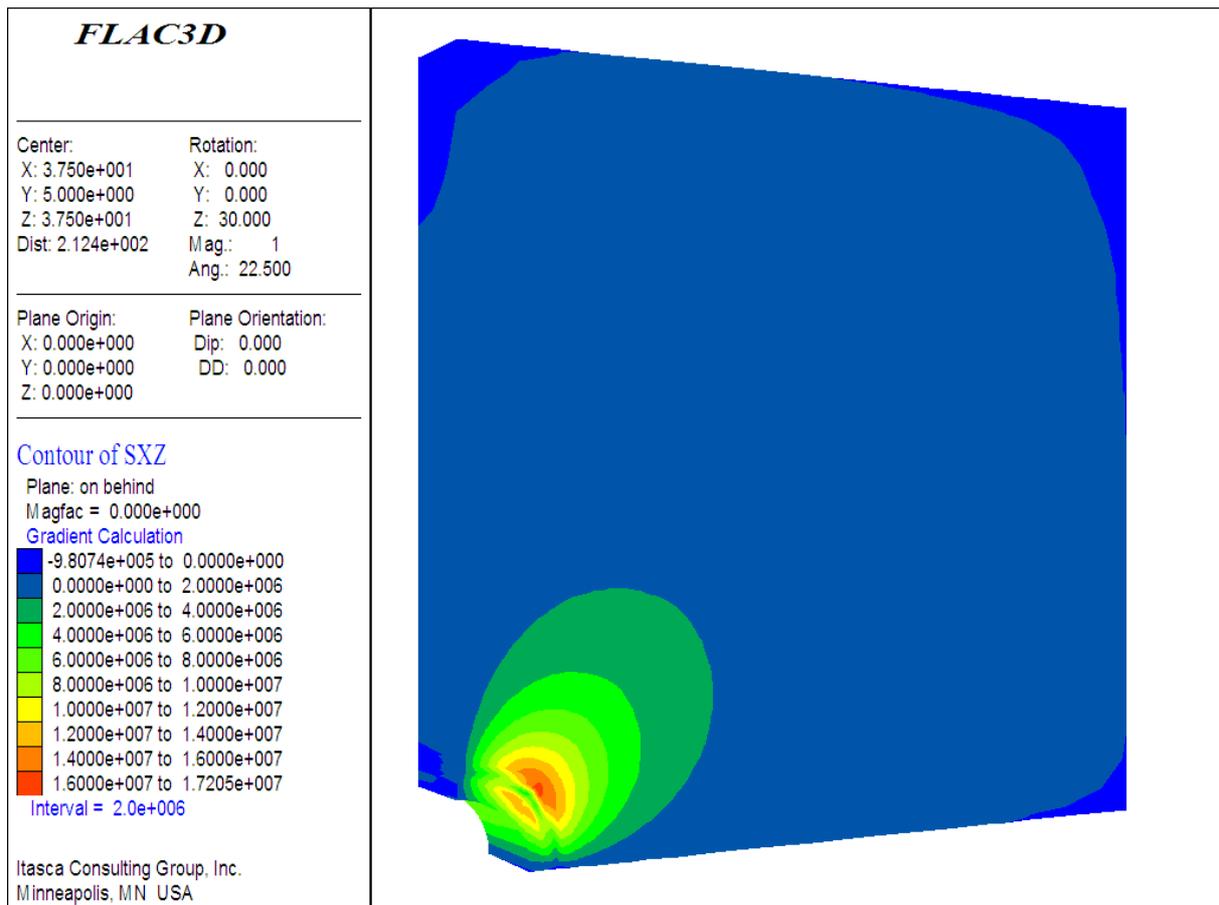


Figura 6.13 – Distribuição das tensões xz para o modelo axissimétrico 3D.

A Figura 6.14 mostra que os deslocamentos totais obtidos pela modelagem axissimétrica, se distribuem uniformemente na região escavada, em consonância com os dados de entrada, ou seja, adoção do material como sendo homogêneo e isotrópico, considerando a superfície escavada sem restrições. Assim, o gráfico mostra deslocamentos decrescentes tendendo à zero, com desenvolvimento proporcional circular com relação ao distanciamento da superfície escavada.

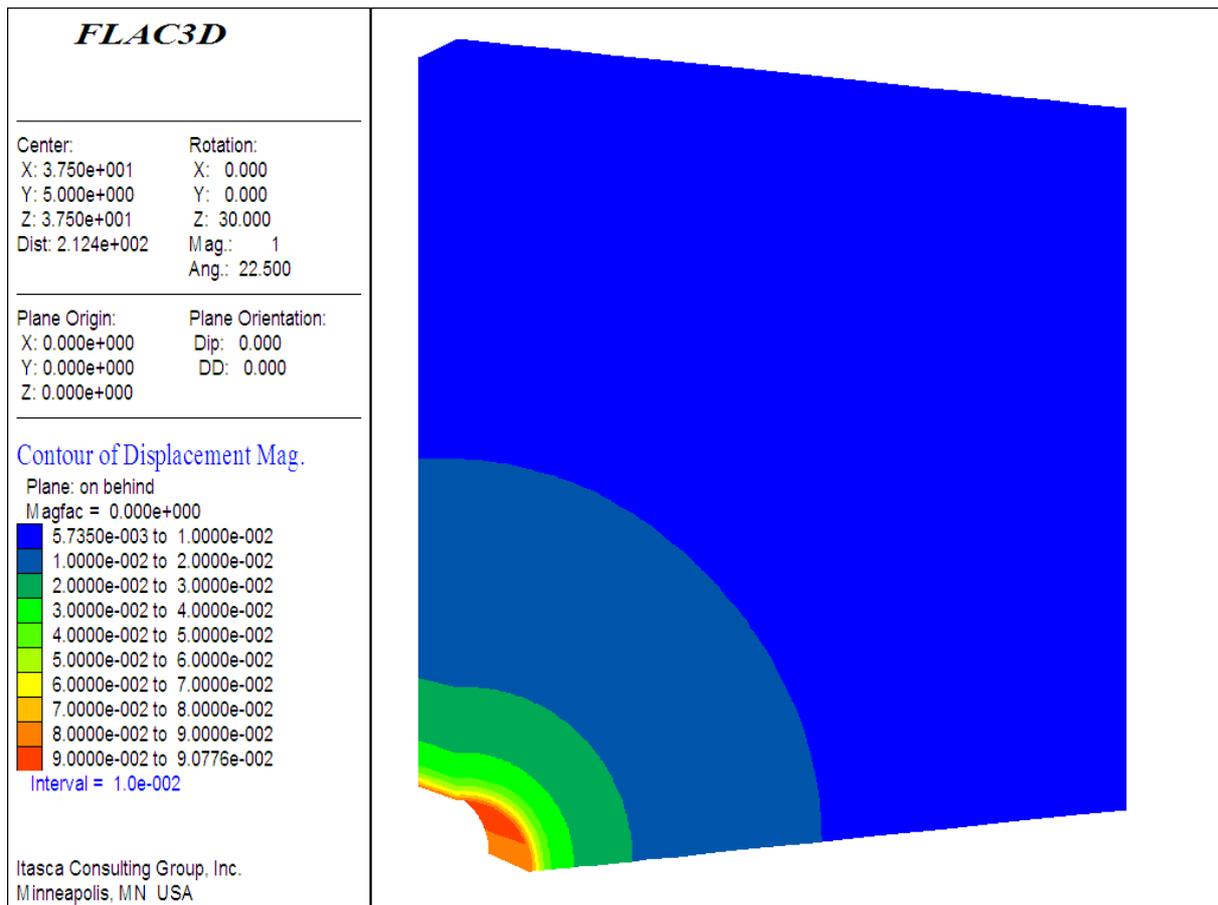


Figura 6.14 – Distribuição dos deslocamentos totais para o modelo axissimétrico 3D.

Os resultados da validação por Kirsch e ainda os gráficos plotados com as tensões e deslocamentos foram satisfatórios para análise num plano, com contornos radiais e concentração de tensão próximo da escavação. A definição geométrica da malha analisada mostra que o contorno não influenciou significativamente nos resultados. A seguir serão apresentados os resultados para análise completa em 3D, considerando o plano longitudinal.

Foi realizada a modelagem de uma frente de escavação com a malha apresentada na Figura 6.15 para verificação dos deslocamentos longitudinais e definição da geometria longitudinal do estudo de caso. As condições iniciais e parâmetros adotados foram similares aos da modelagem anterior. Visando o estudo do avanço da face de escavação, nesta modelagem foi projetada a modelagem com extensão longitudinal de 50 m.

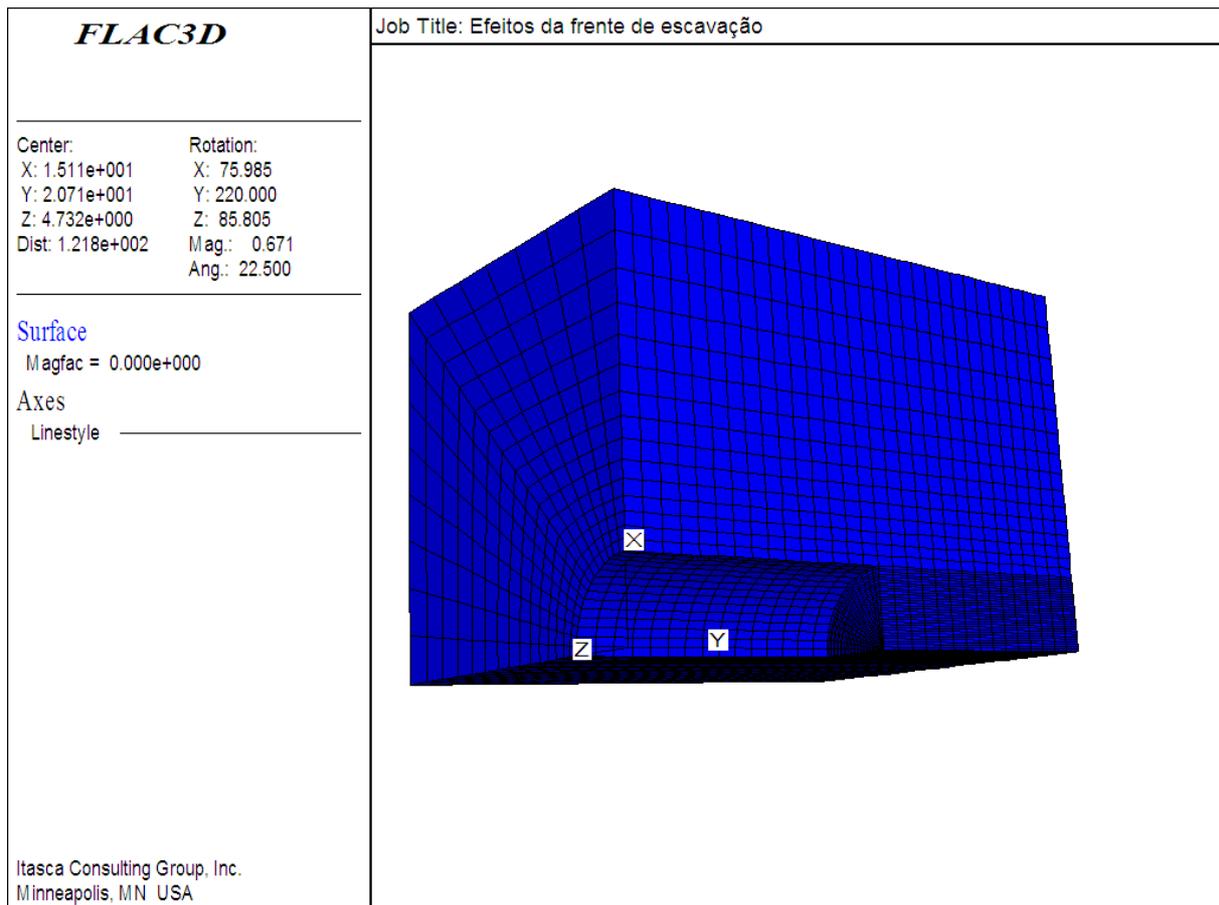


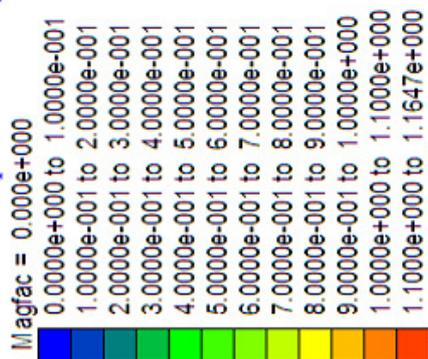
Figura 6.15 – Representação gráfica da malha 3D utilizada para avanço da escavação.

A Figura 6.16 apresenta os deslocamentos totais obtidos pela simulação numérica, com análise do avanço de face, considerando carregamento 19,6 MPa raio da escavação 7m, *poisson* 0,25 e modulo de deformabilidade de 7,2 GPa. A Figura 6.17 apresenta os deslocamentos no plano longitudinal em z. A Figura 6.18 apresenta o resultado do deslocamento horizontal e na face de escavação. É possível observar que as perturbações causadas pela escavação se prolongam à frente da face à ser escavada, gerando deslocamentos.

# FLAC3D

Center:                    Rotation:  
X: 1.197e-001            X: 0.000  
Y: 2.339e+000           Y: 0.000  
Z: 1.771e+001           Z: 30.000  
Dist: 1.218e+002       Mag.: 0.8  
                                 Ang.: 22.500

## Contour of Displacement Mag.



Interval = 1.0e-001

Itasca Consulting Group, Inc.  
Minneapolis, MN USA

Job Title: Efeitos da frente de escavação

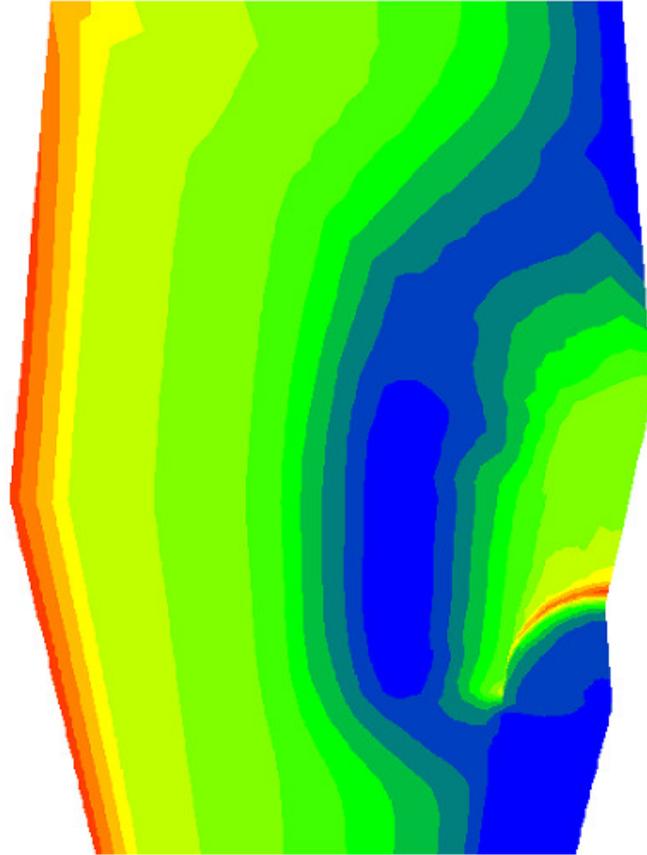


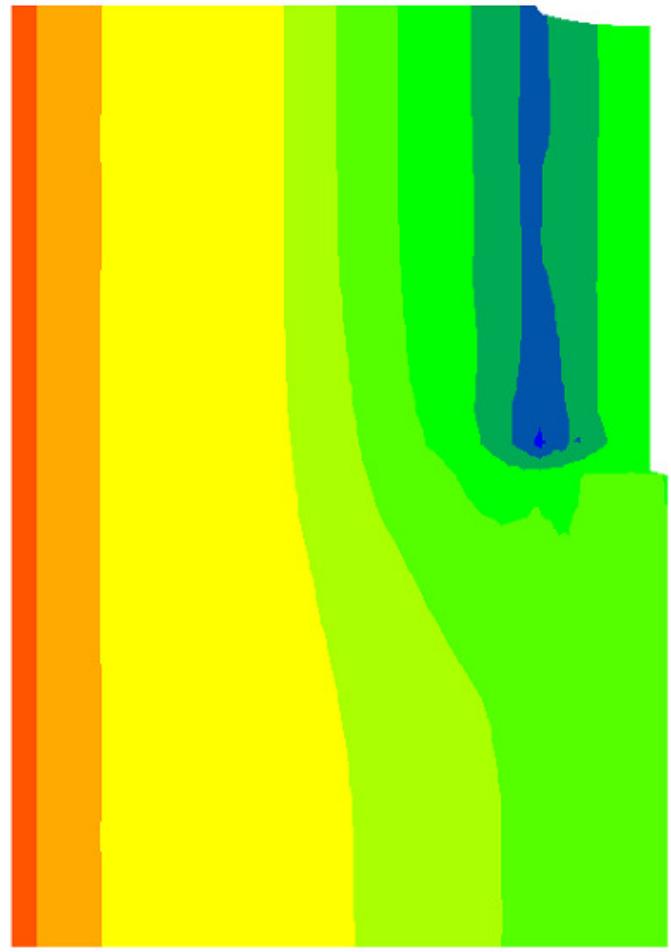
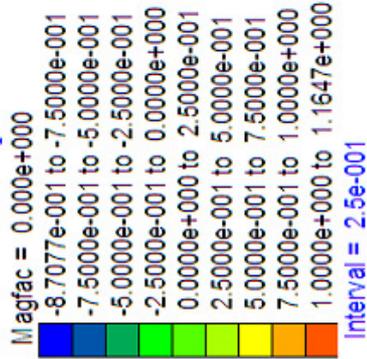
Figura 6.16 – Deslocamentos totais para o avanço da escavação.

# FLAC3D

Job Title: Efeitos da frente de escavação

Center:                    Rotation:  
X: 1.197e-001            X: 0.000  
Y: 2.051e+001            Y: 0.000  
Z: 1.771e+001            Z: 90.000  
Dist: 1.218e+002        Mag.: 0.8  
                                  Ang.: 22.500

## Contour of Z-Displacement



Itasca Consulting Group, Inc.  
Minneapolis, MN USA

Figura 6.17 – Deslocamento vertical em z para o avanço da escavação.

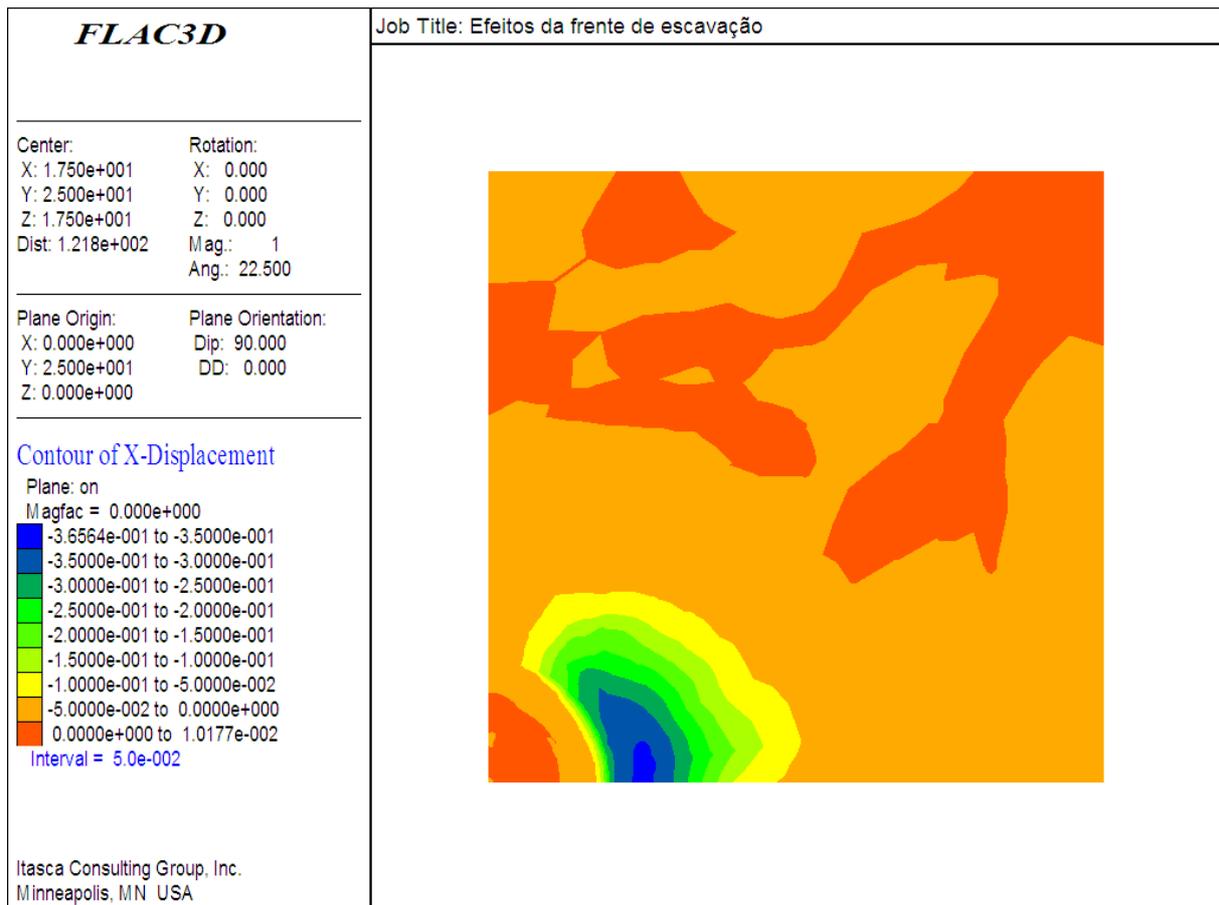


Figura 6.18 – Deslocamento horizontal em x na face da escavação.

Os resultados da modelagem com o avanço da frente de escavação mostram que os deslocamentos crescem em relação a distância da frente, com 50 m de escavação (Figura 6.18) o deslocamento máximo em x foi de 6,64 mm e na face da escavação 3,6 mm. O resultado Figura 6.17 mostra que não ocorreu interferência no contorno da malha, confirmando a proposição da geometria inicial.

### 6.3.2. CASO DE ESTUDO

Para realização da modelagem tridimensional foi utilizado um segmento com extensão aproximada de 100 m do realce 10.2 FGS da Mina Cuiabá. A definição deste segmento foi realizada por ser o mesmo ponto com resultados dos ensaios de campo. Este item foi abordado no Capítulo 5 - Metodologia. Para ilustração a Figura 6.19 apresenta uma vista

perspectiva da lavra, com a localização do corpo FGS e circulado o nível 10 de exploração e pesquisa.

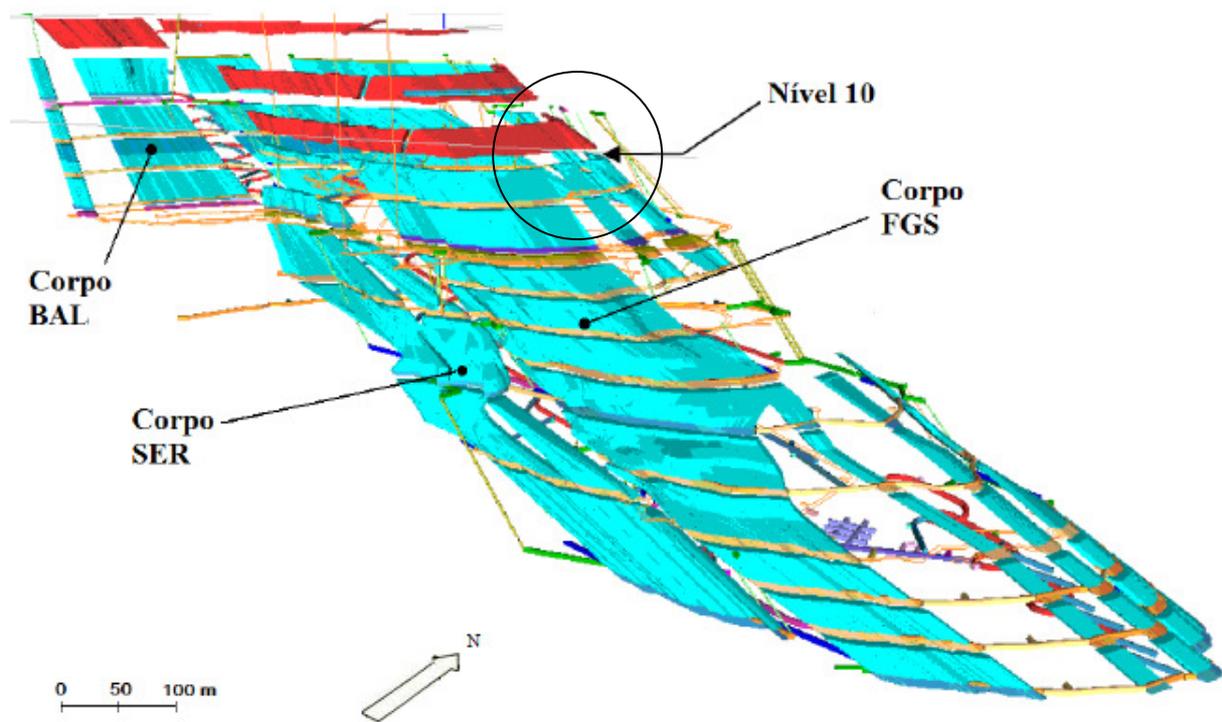


Figura 6.19 – Vista perspectiva da Mina Cuiabá.

Os traços na Figura 6.20 representam as restrições das condições de contorno aplicadas. Com a malha fixada na direção horizontal nas paredes, livre na superfície e fixo nas três direções na base. Com os resultados do *overcoring* foram aplicadas as tensões iniciais  $zz$  19,6 MPa,  $xx$  28,4 MPa e  $yy$  58,8 Mpa. O maciço rochoso foi modelado com as três unidade X1, X2 e BIF.

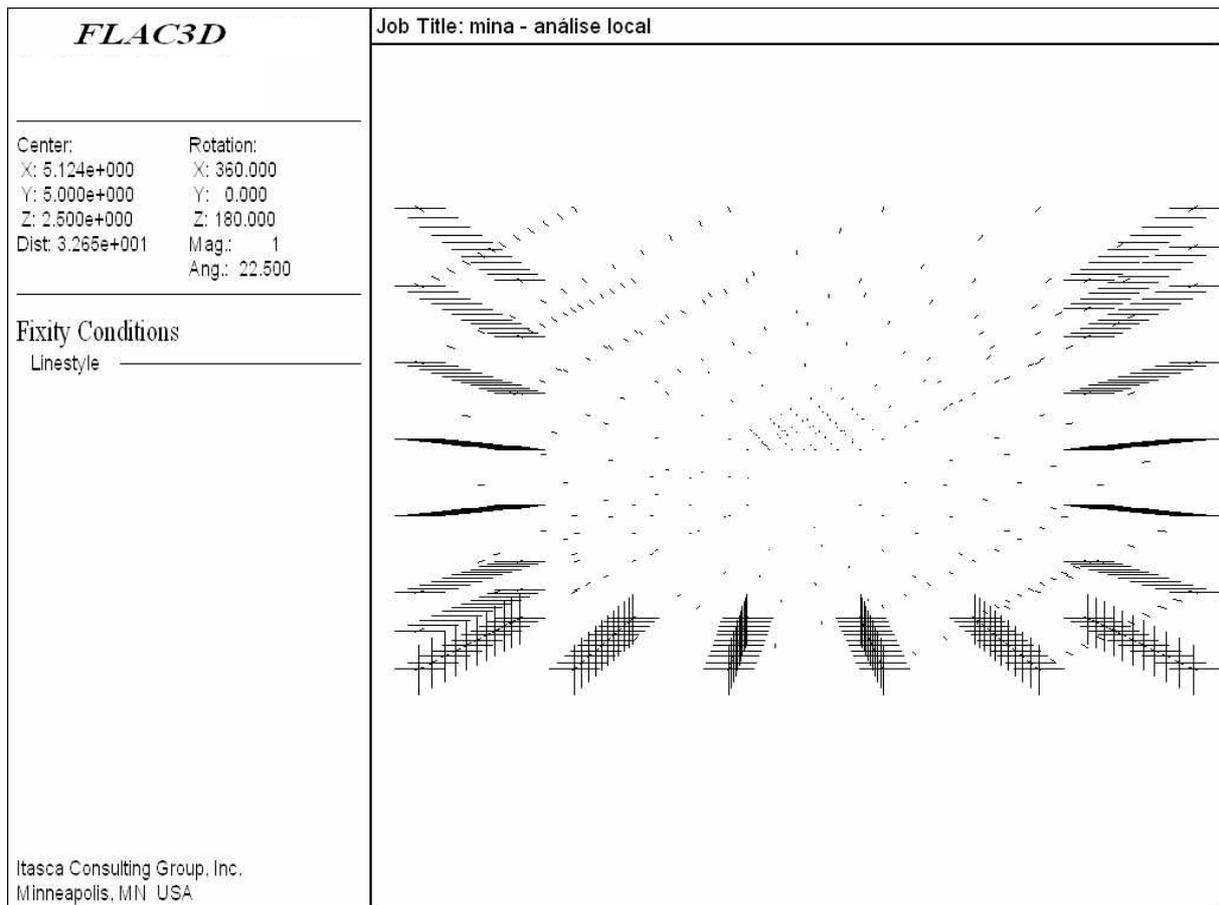


Figura 6.20 – Condições de contorno.

A construção do modelo foi fracionada por sub blocos geométricos, por não existir um modelo previamente constituído pelo programa FLAC 3D. Ao final todos os elementos são unidos, constituindo uma malha única, com elementos que permitem simular geometricamente o caso de estudo, conforme mostra a Figura 6.21.

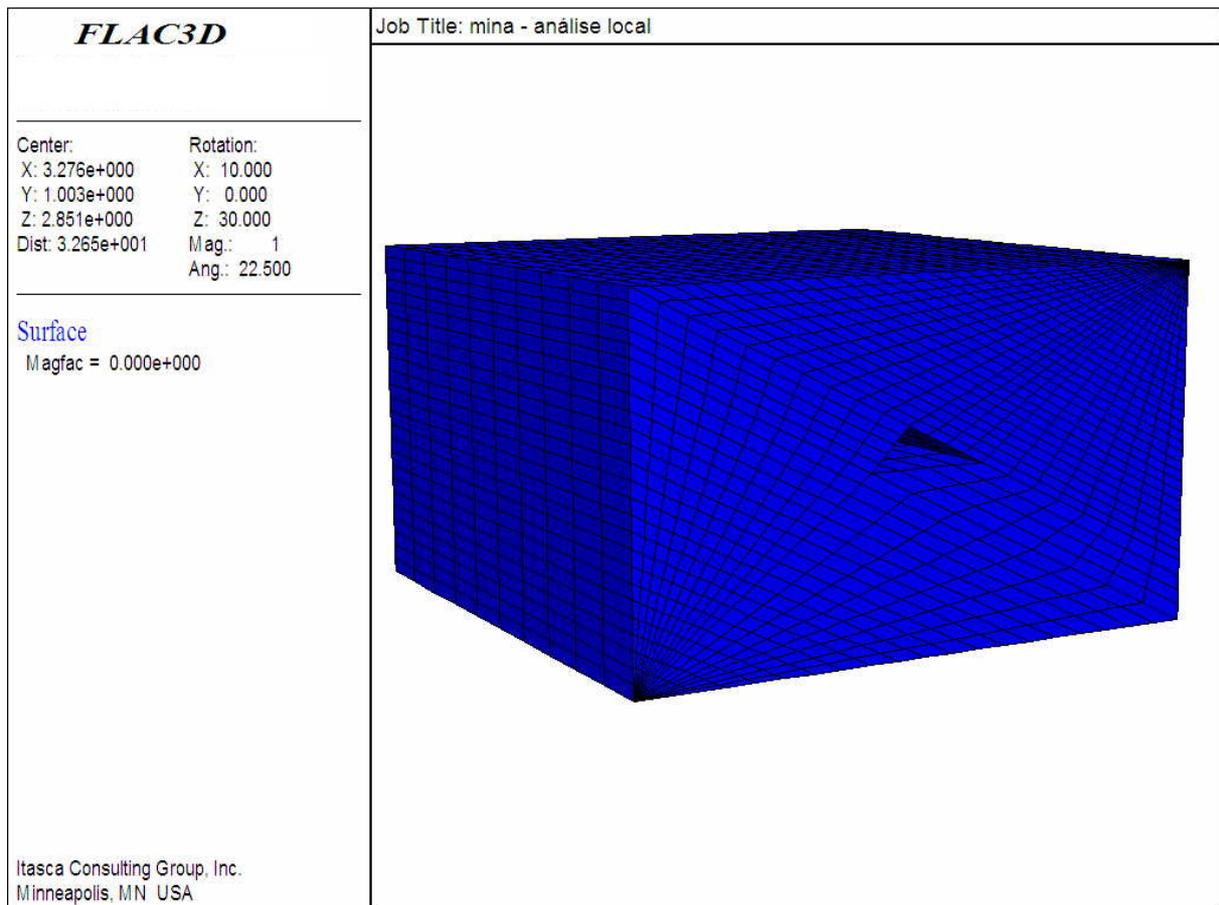


Figura 6.21 – Geometria da modelagem do caso de estudo.

Após a definição da geometria inicial do modelo, foi detalhado dois ciclos completos de lavra, o primeiro avanço com uma única camada de  $E = 300$  MPa e na segunda fase esta camada faz o endurecimento com  $E = 500$  MPa após aplicação de uma nova camada de *backfill* para  $E = 300$  MPa, conforme mostra a Figura 6.22 na configuração final. O critério de ruptura de Mohr & Coulomb foi adotado para o maciço rochoso e *backfill*.

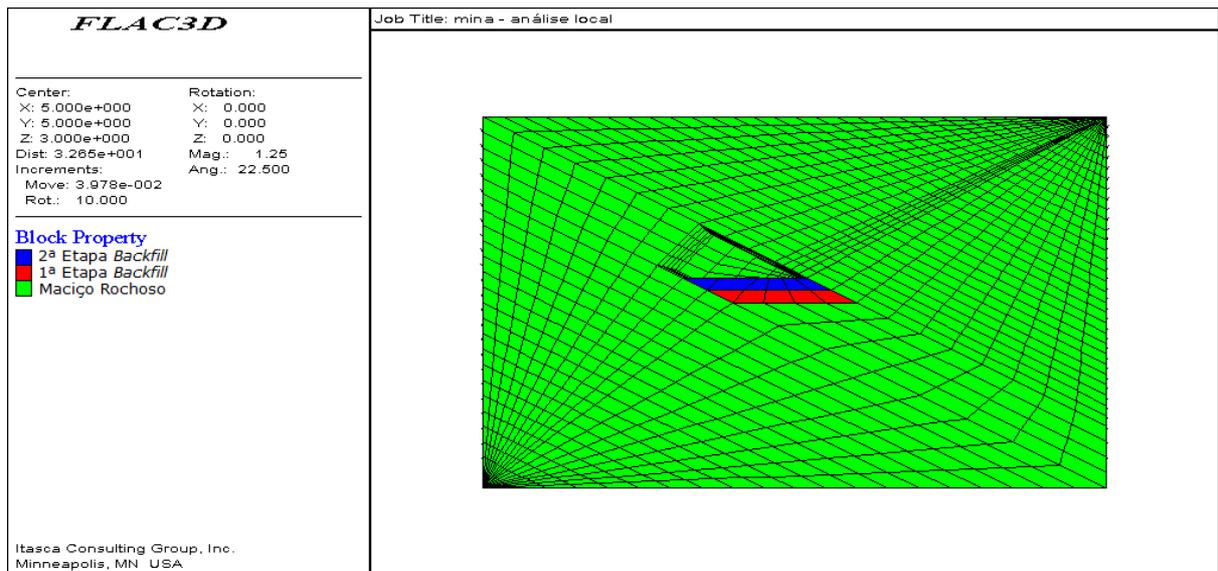
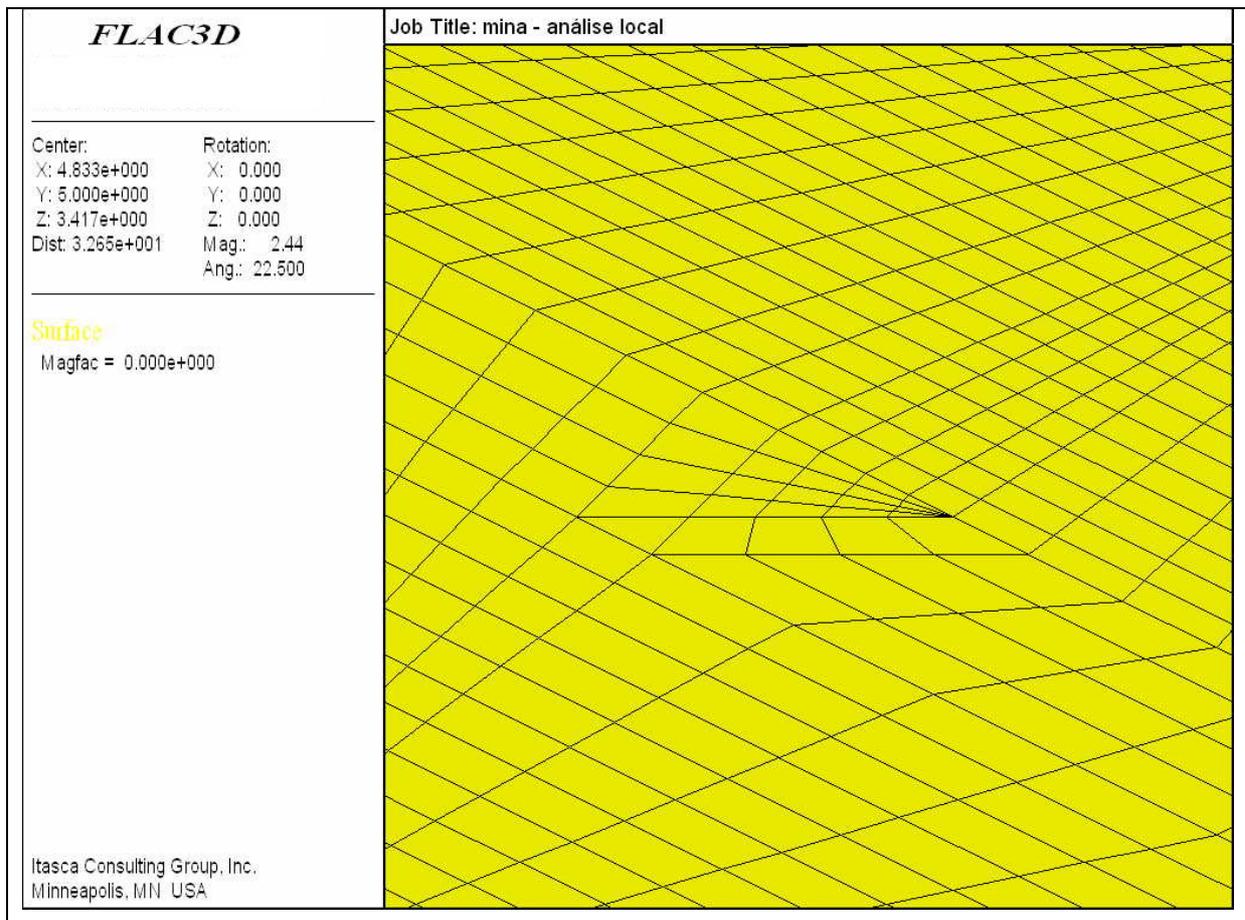


Figura 6.22 – Geometria

As Figuras 6.23 e 6.24 apresenta o processo de construção da malha com detalhamento da primeira etapa executiva.



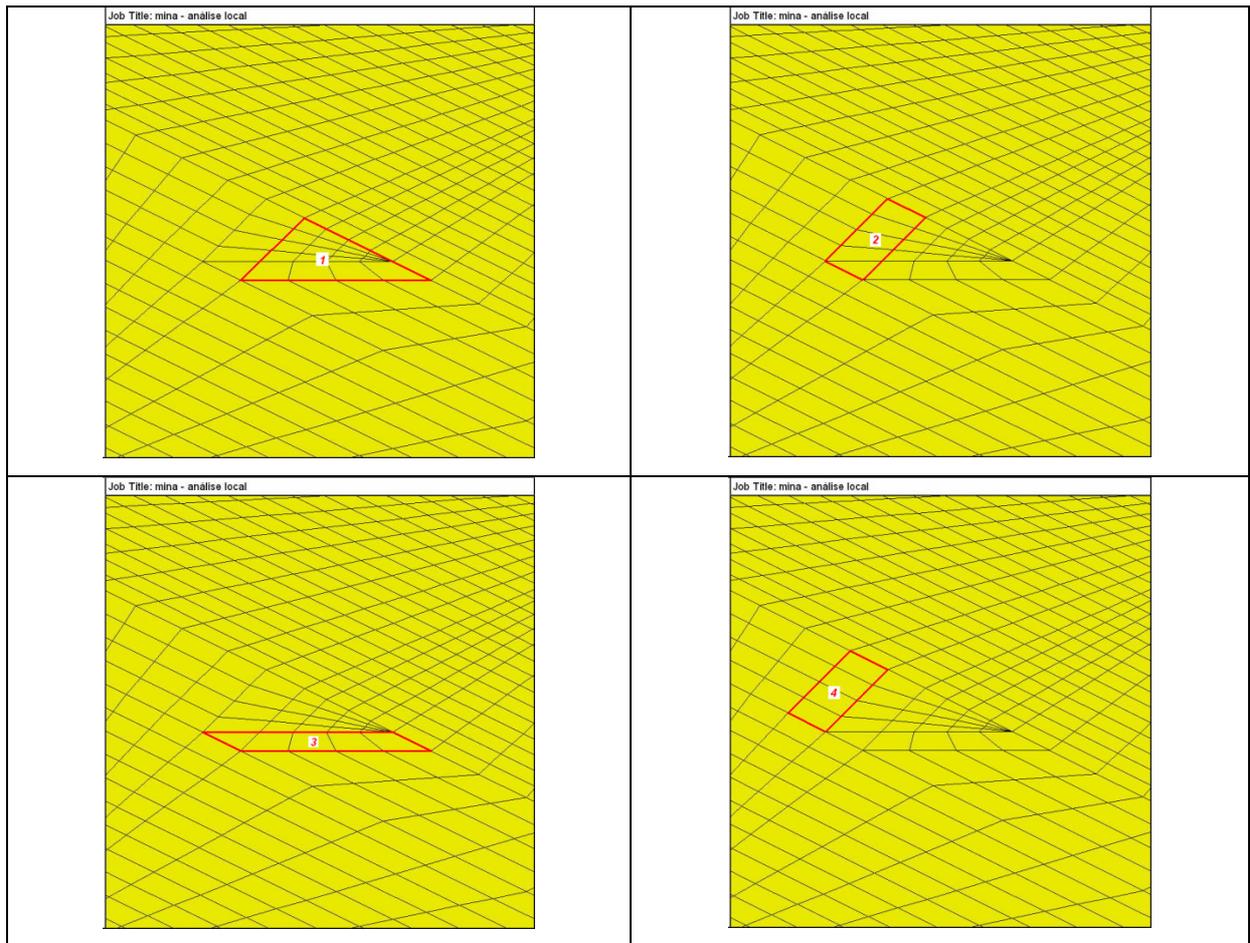


Figura 6.23 – Ciclos de avanço da escavação.

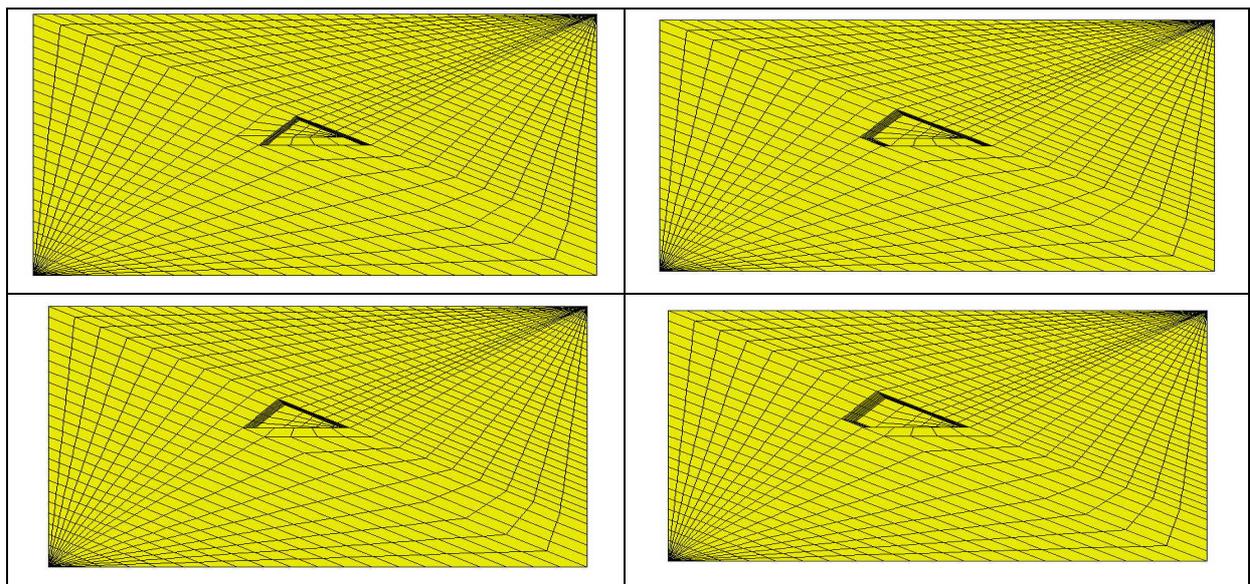


Figura 6.24 – Malha etapalizada.

As análises compreenderam uma extensão de malha de 100 m considerando 50 m de escavação. As Figura 6.23 e 6.24 apresentam a malha etapalizada com uma vista frontal no plano referencial  $xz$  do FLAC 3D.

### 6.3.3. MODELAGEM DA MINA CUIABÁ COM ENDURECIMENTO DO BACKFILL

Após definir a geometria do modelo para o estudo de caso da mina Cuiabá, comparar os resultados com Kirsch e definir os parâmetros a serem utilizados pela análise 3D. Nesta etapa da pesquisa foi realizada a modelagem considerando as principais estruturas geológicas do maciço da Mina Cuiabá X1, X2 e BIF, conforme mostra a Figura 6.25.

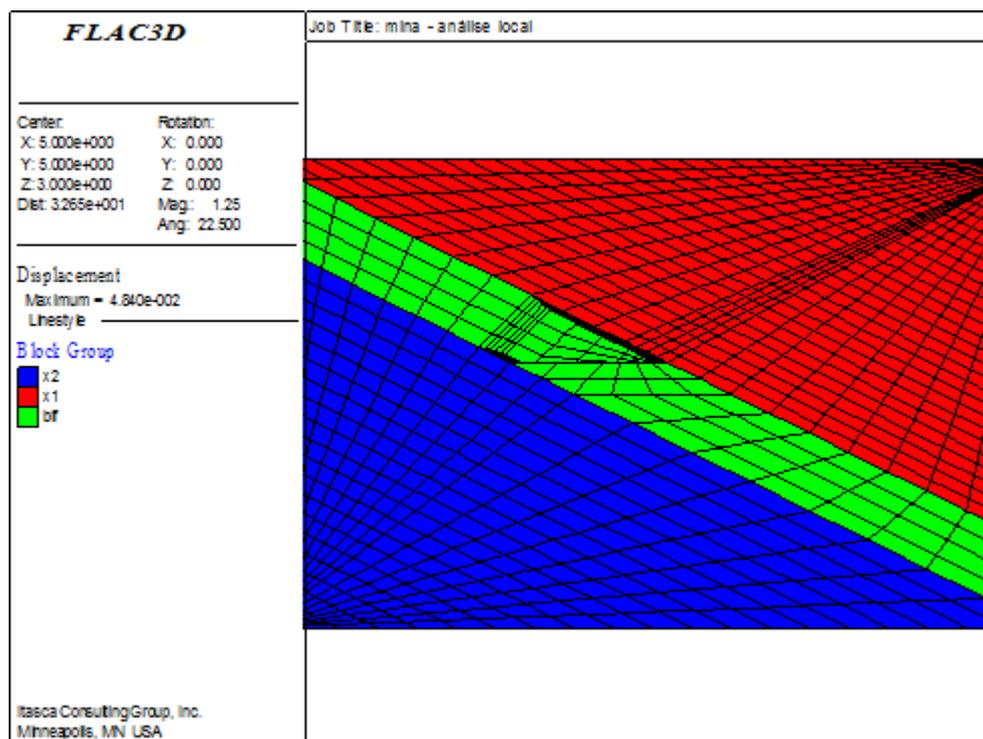


Figura 6.25 – Composição do maciço rochoso do caso de estudo.

Aplicado o estado de tensões tridimensional natural obtidos pelos ensaios de campo e para o *backfill* foi adotado módulo de deformabilidade ( $E$ ) variável, conforme descrito no Capítulo 5 – Metodologia. Ao final foi realizada a retroanálise entre os resultados da simulação numérica e monitoramento de campo referente ao sub nível 10.2 FGS.

A Figura 6.26 apresenta os deslocamentos totais gerados no plano xz após a disposição da primeira fase do *backfill* à 50 m do final da escavação.

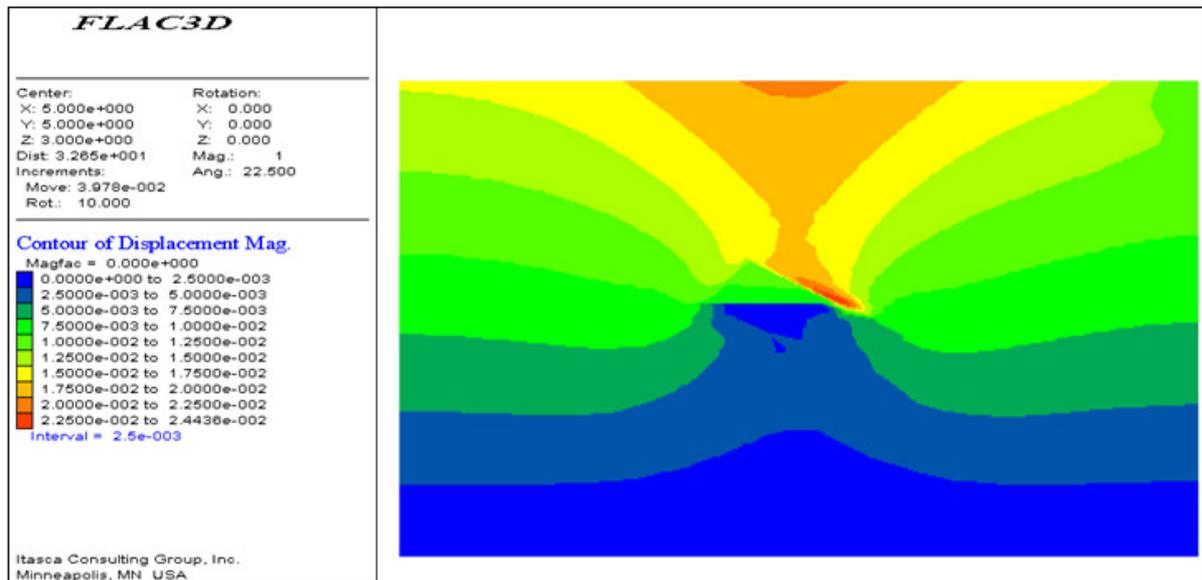


Figura 6.26 – Deslocamentos gerados pela segunda etapa de escavação para *backfill* com  $E=300\text{ MPa}$ .

A Figura 6.27 apresenta os deslocamentos gerados na escavação após a disposição da segunda fase do *backfill*.

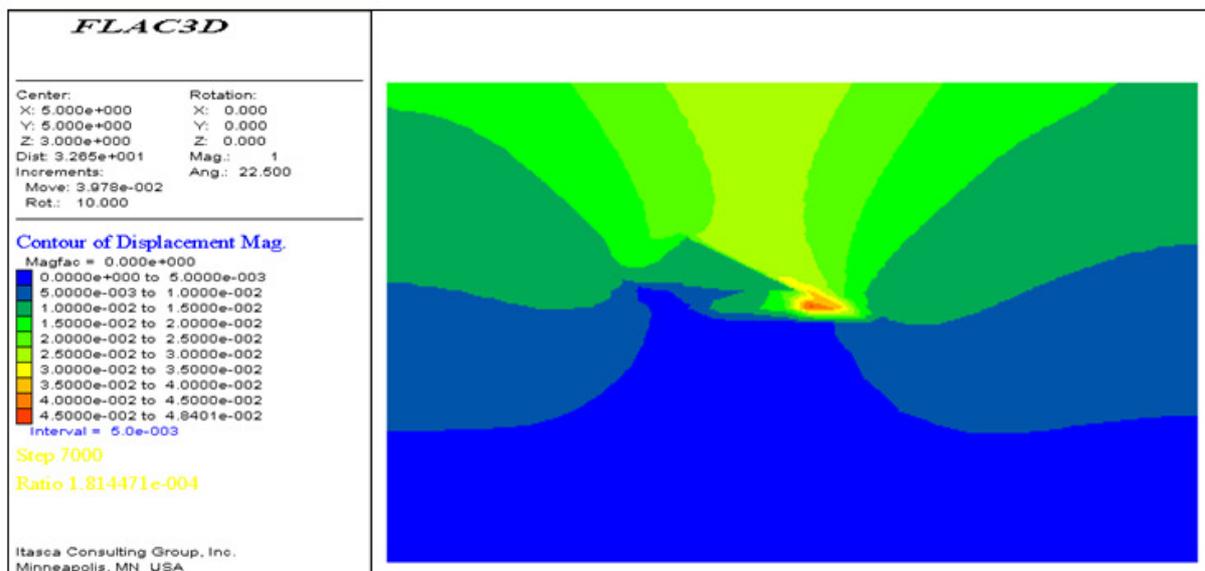


Figura 6.27 – Deslocamentos totais com endurecimento do *backfill*.

O desenvolvimento dos deslocamentos partem da parede na porção inferior, com o avanço das escavações seu valor absoluto aumenta, a partir da introdução do *backfill*, e das etapas executivas, os maiores valores são encontrados na interface maciço / *backfill*. A Figura 6.28, apresenta uma vista em corte do avanço com os deslocamentos gerados na lavra após a terceira etapa de escavação e para *backfill* com  $E=500\text{ MPa}$ .

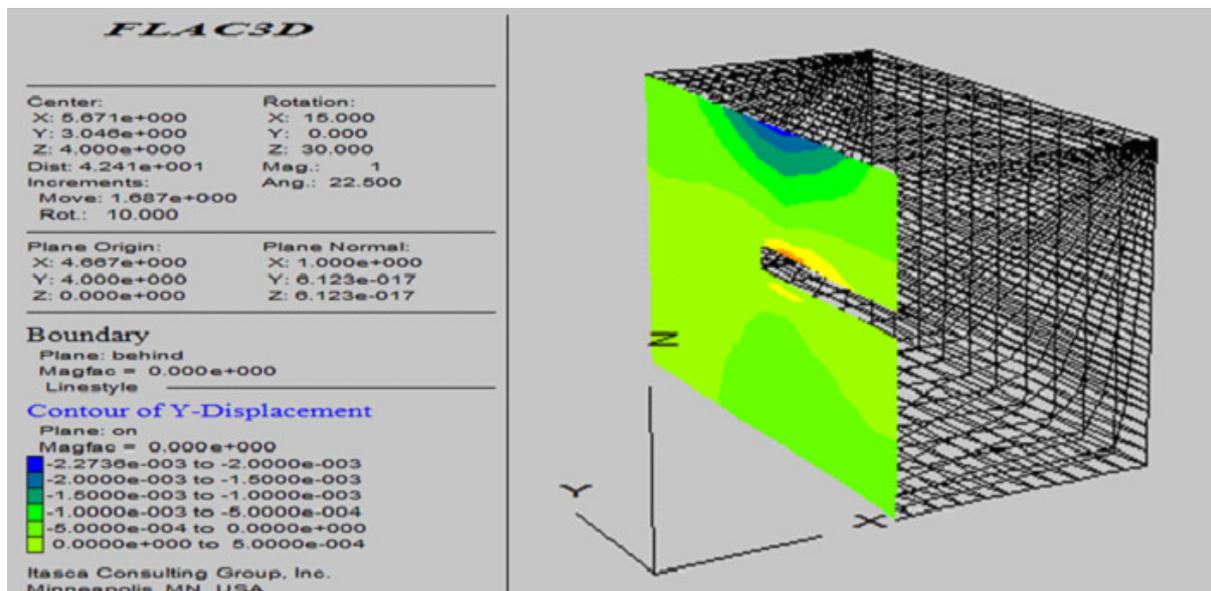


Figura 6.28 – Vista em corte com os deslocamentos gerados no plano yz em relação ao eixo y.

A Figura 6.29, apresenta as tensões geradas em zz após a disposição da segunda etapa de *backfill*.

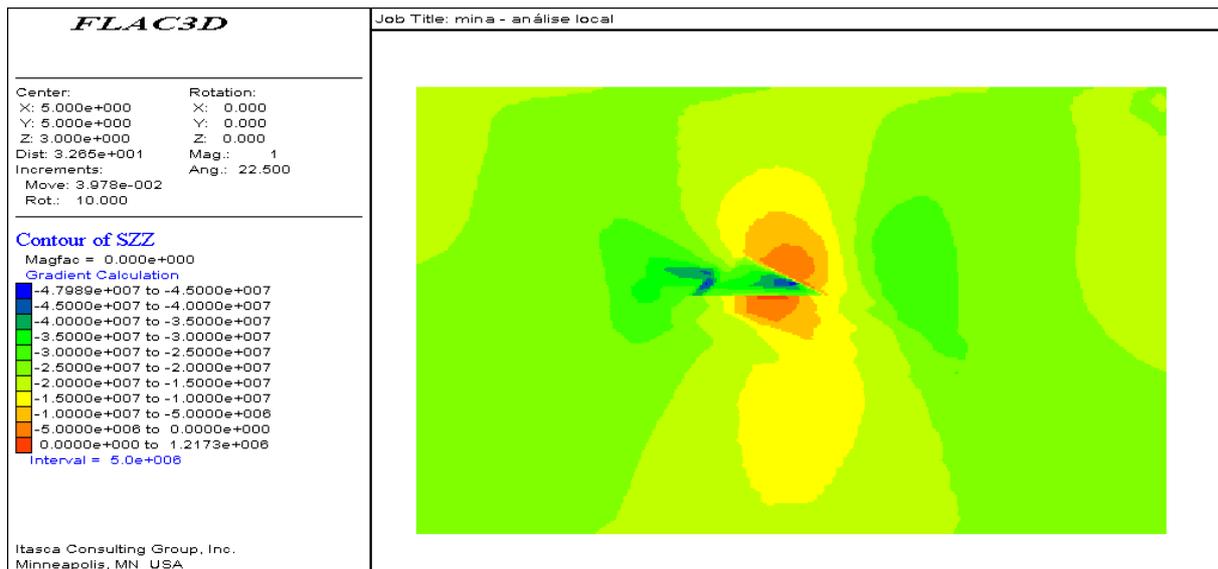


Figura 6.29 – Tensões geradas em zz com endurecimento do *backfill*.

As tensões concentram entorno da lavra, com maiores valores sendo observados na parede escavada. A Figura 6.30, apresenta a tensão cisalhante gerada ao final da modelagem.

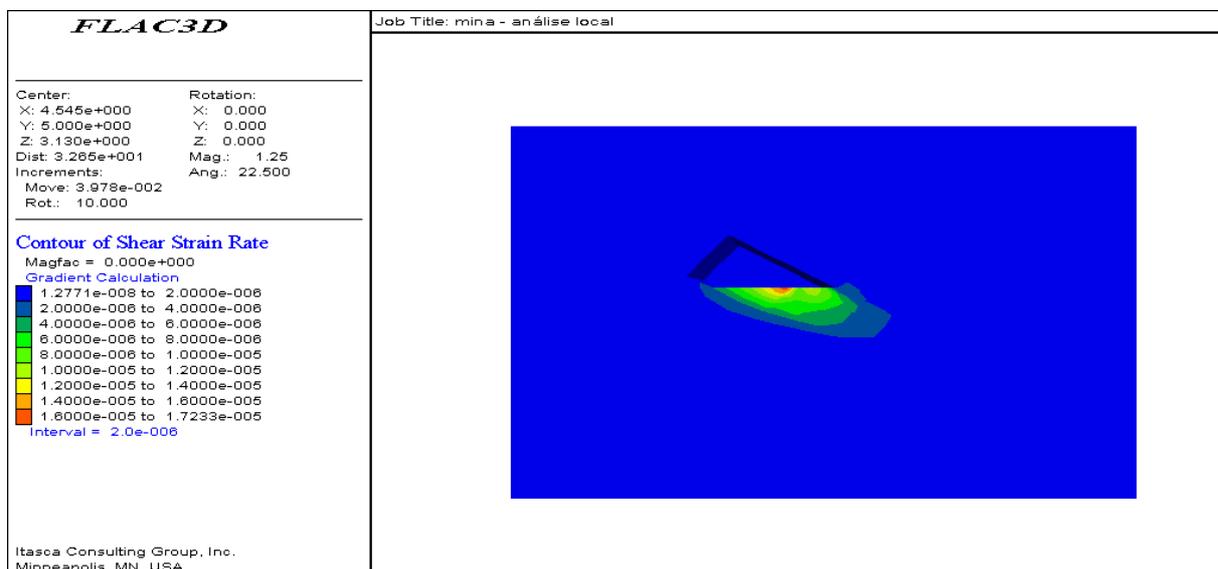


Figura 6.30 – Tensão cisalhante gerada no plano xz à 50 m da face de escavação.

As tensões se concentram no *backfill* com concentração do centro e suavização com distanciamento da escavação. Com o aprofundamento ocorre um relativo alongamento dos contornos no sentido da formação da BIF. A Figura 6.31 apresenta um diagrama da distribuição de tensão em relação ao centro da escavação.

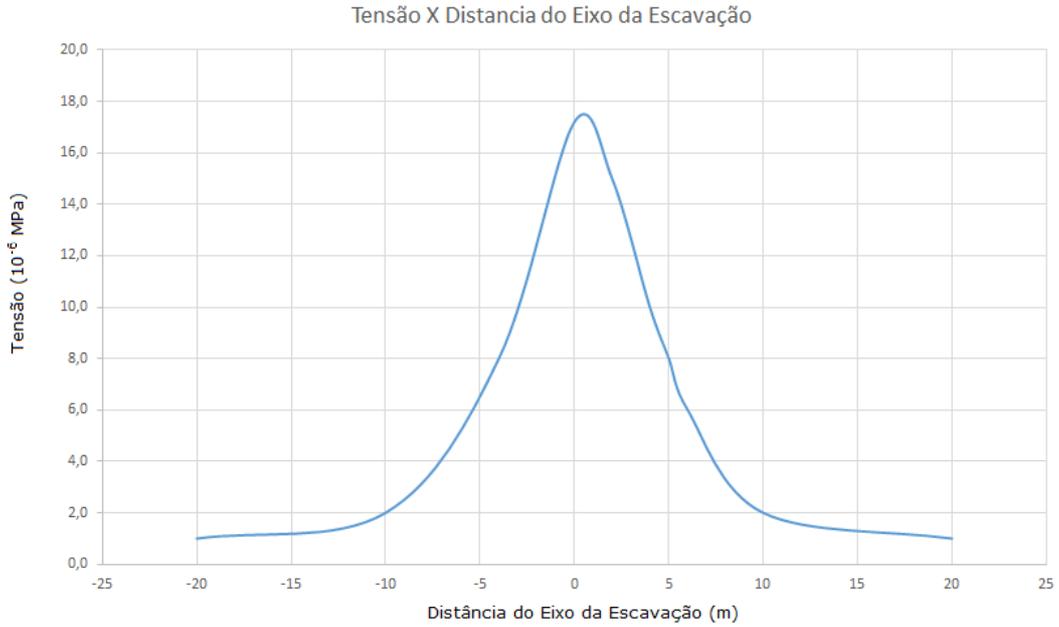


Figura 6.31– Diagrama de distribuição de tensão em relação ao eixo das escavações na base do *backfill* com endurecimento.

Os resultados dos deslocamentos obtidos na parede da modelagem 3D, foram comparados com os resultados do monitoramento de campo, conforme apresenta a Figura 6.32.

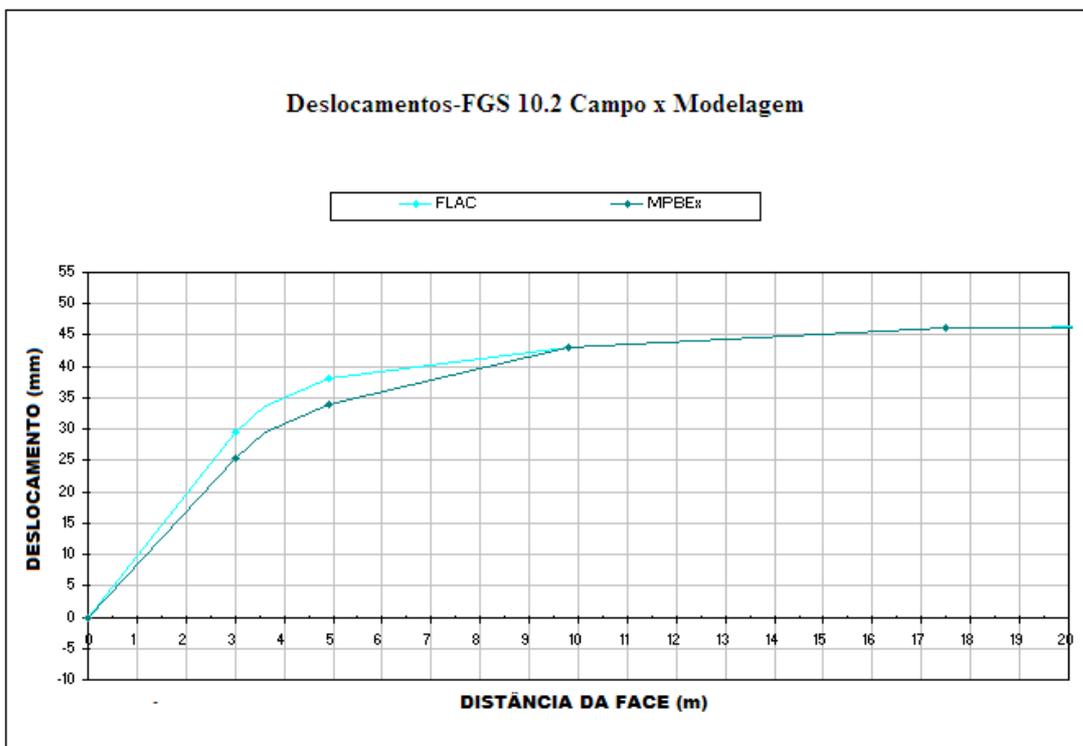


Figura 6.32 – Comparação dos deslocamentos entre modelagem e monitoramento.

O comparativo dos deslocamentos mostra que houve convergência entre os resultados da modelagem e campo, confirmando os dados adotados e a validação para o caso de estudo. A seguir serão apresentados os resultados para comparação dos resultados do caso de estudo considerado o endurecimento do *backfill* entre outros dois modelos, o primeiro sem endurecimento e o segundo sem aplicar o *backfill*. Permitindo realizar análises das tensões e deslocamentos dos resultados da interação.

### 6.3.4. MODELAGEM DA MINA CUIABÁ SEM O ENDURECIMENTO DO *BACKFILL*

Na modelagem do caso de estudo sem o endurecimento do *backfill* o modulo de deformabilidade foi adotado constante em 300 MPa, seguindo o trabalho proposto por Li & Aubertin (2009). A configuração do modelo foi estabelecida conforme a modelagem anterior. No Apêndice, é apresentada a programação utilizada nesta modelagem. A Figura 6.33 mostram os deslocamentos totais após a segunda etapa de disposição.

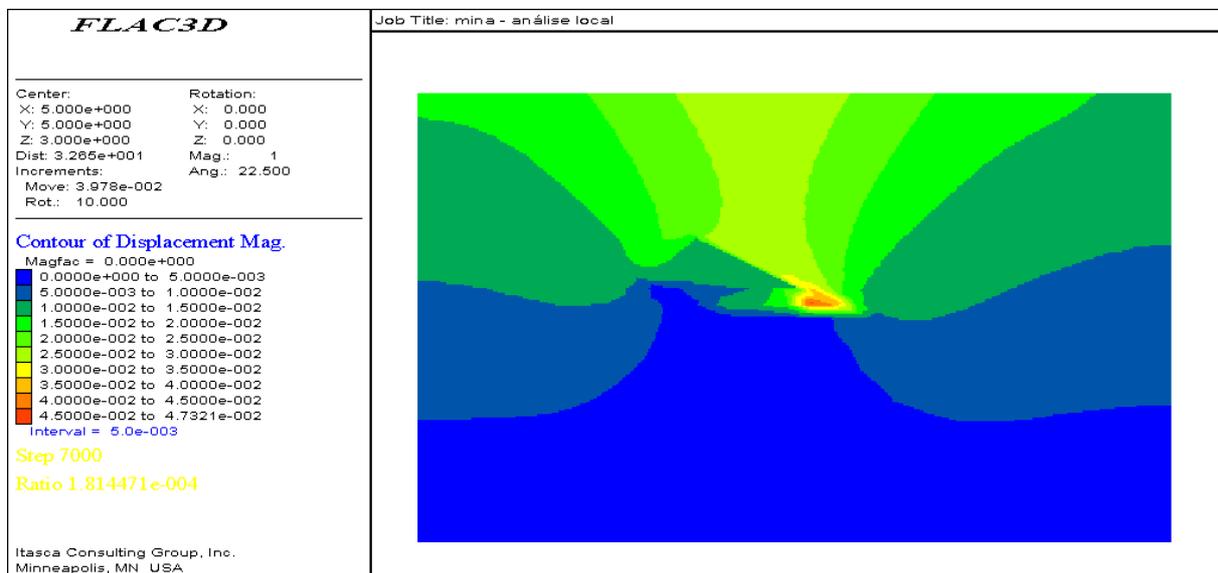


Figura 6.33 – Deslocamentos totais sem endurecimento do *backfill*.

Comparando com os resultados dos deslocamentos da etapa com endurecimento é possível verificar que não ocorreram alterações significativas para a concentração e contornos. Ocorrendo um pequena redução dos deslocamentos totais

A Figura 6.34, mostra o contorno das tensões geradas em zz após última etapa de análise.

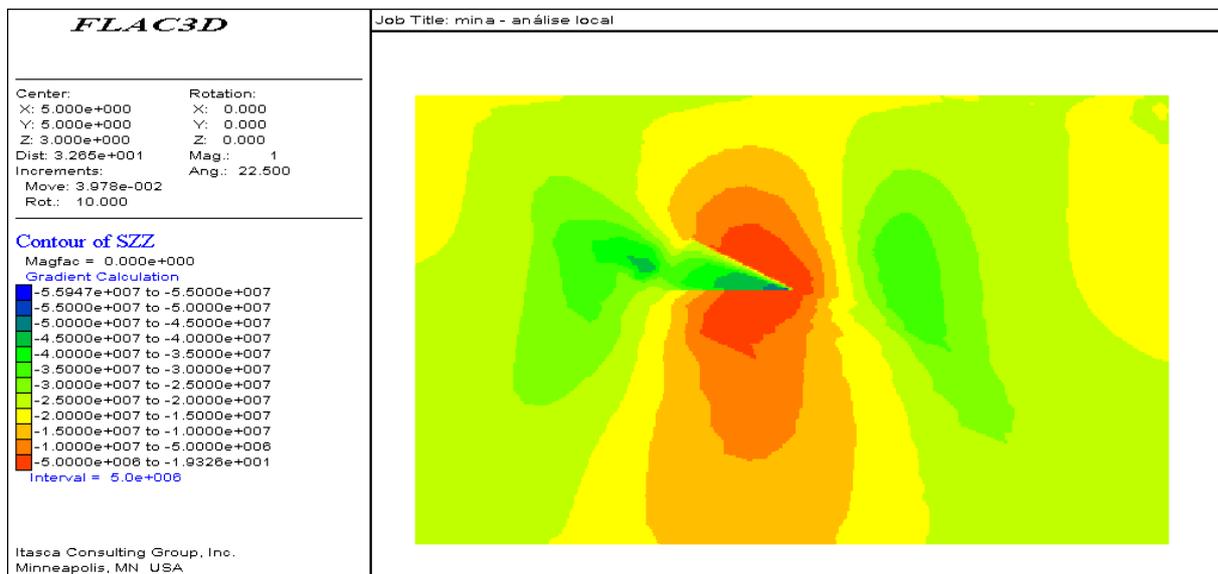


Figura 6.34 – Tensões geradas em zz com endurecimento do *backfill*.

As tensões geradas em zz comparadas para o efeito do endurecimento mostram que houve uma maior dispersão dos contornos entorno da região com aplicação do *backfill*. A Figura 6.35, apresenta a tensão cisalhante gerada ao final da modelagem sem endurecimento.

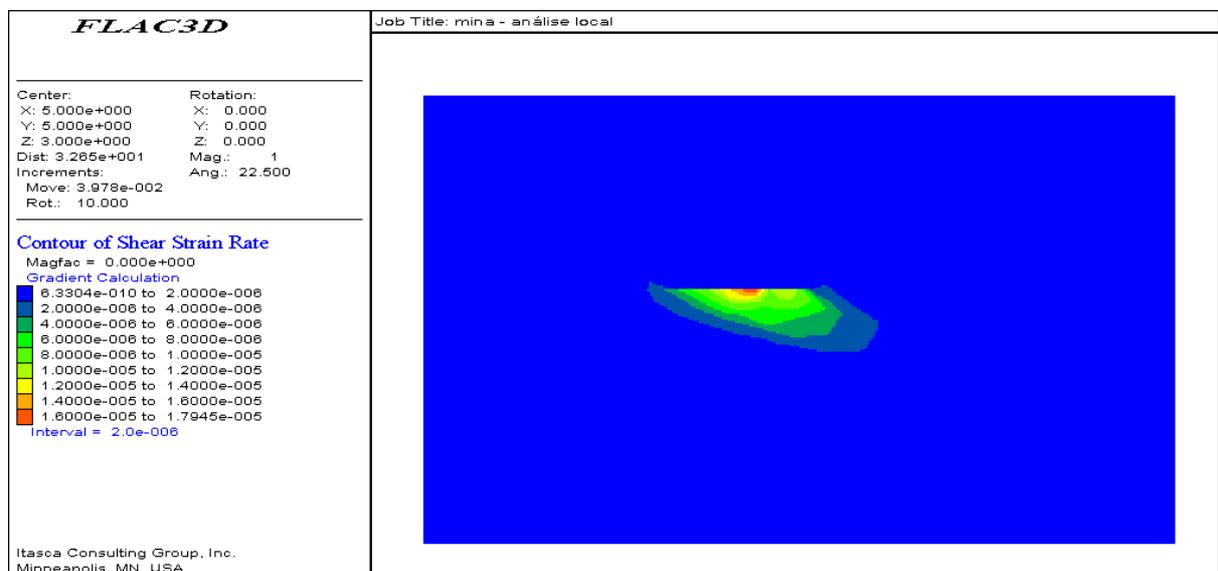


Figura 6.35 – Resultados dos deslocamentos com *backfill* e avanço da face.

A Figura 6.36 apresenta um diagrama comparativo da distribuição de tensão em relação ao centro da escavação

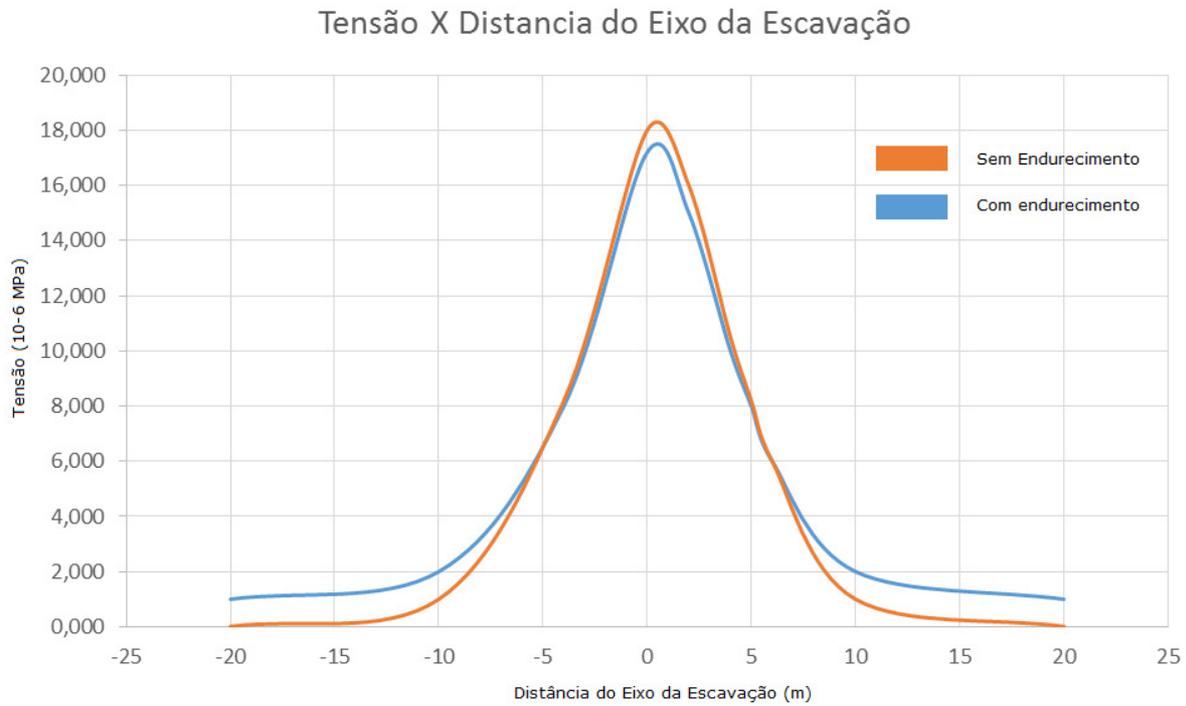


Figura 6.36 – Diagrama de distribuição de tensão em relação ao eixo das escavações na base do *backfill* com e sem endurecimento.

O comparativo para aplicação do endurecimento, mostrou que houve relativa suavização da concentração de tensão com endurecimento.

### 6.3.5. MODELAGEM DA MINA CUIABÁ SEM O *BACKFILL*

A modelagem do caso de estudo sem *backfill* foi realizado com os mesmos condicionantes dos caso anteriores. No Apêndice, é apresentada a programação utilizada nesta modelagem. As linhas de comando que introduziam o *backfill* e suas propriedades foram excluídas, com a manutenção das demais configurações. A Figura 6.37, mostra o contorno das tensões geradas em zz após última etapa de análise sem aplicação do *backfill*.

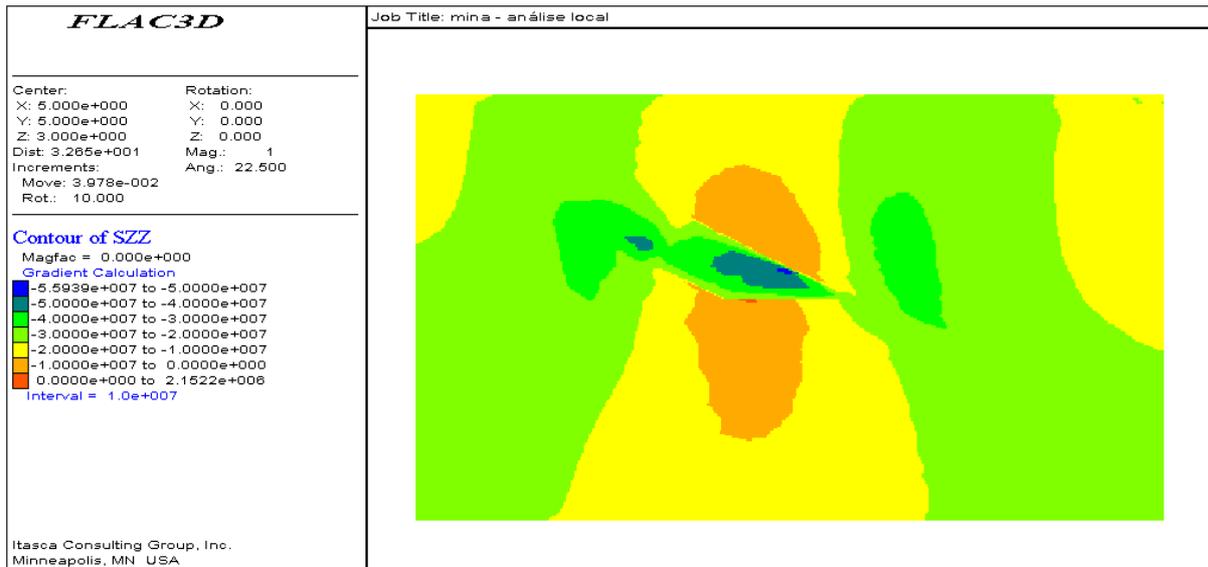


Figura 6.37 – Tensões geradas em zz com endurecimento do *backfill*.

A Figura 6.38 apresenta os deslocamentos totais gerados após todos os avanços da escavação.

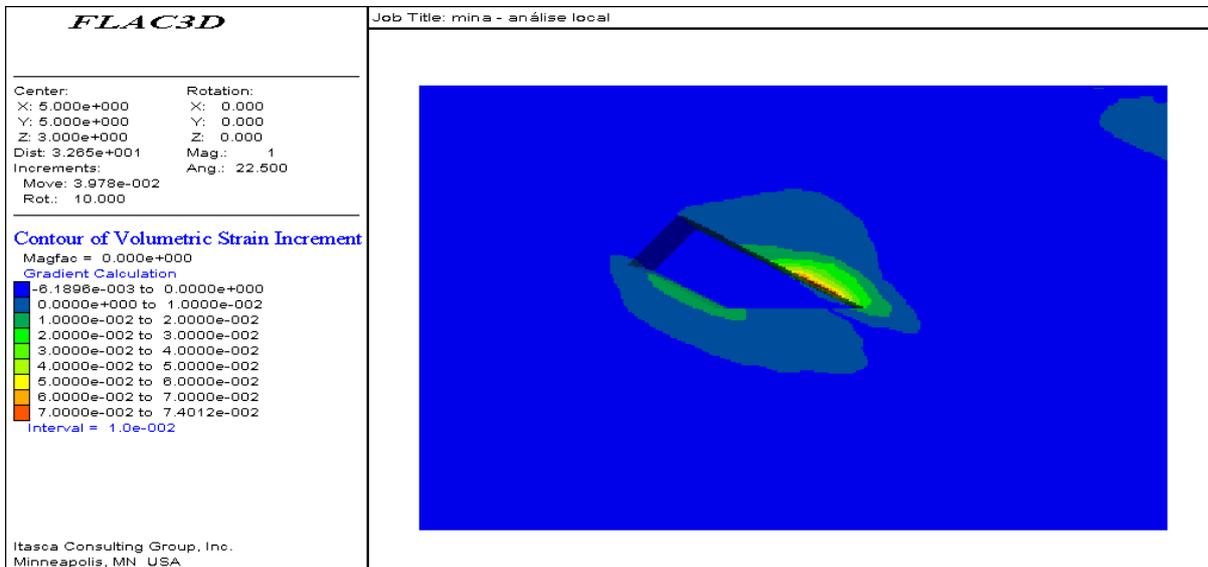


Figura 6.38 – Deslocamentos totais no plano xz sem *backfill*.

Os deslocamentos aumentaram e concentraram mais próximos a escavação. O maciço mostrou dificuldade em redistribuir os deslocamentos, conforme mostram os contornos em termos totais.

O gráfico mostrado na Figura 6.39 apresenta sobrepostos os deslocamentos totais ortogonais gerados na parede da escavação, sem e com *backfill* considerando o endurecimento.

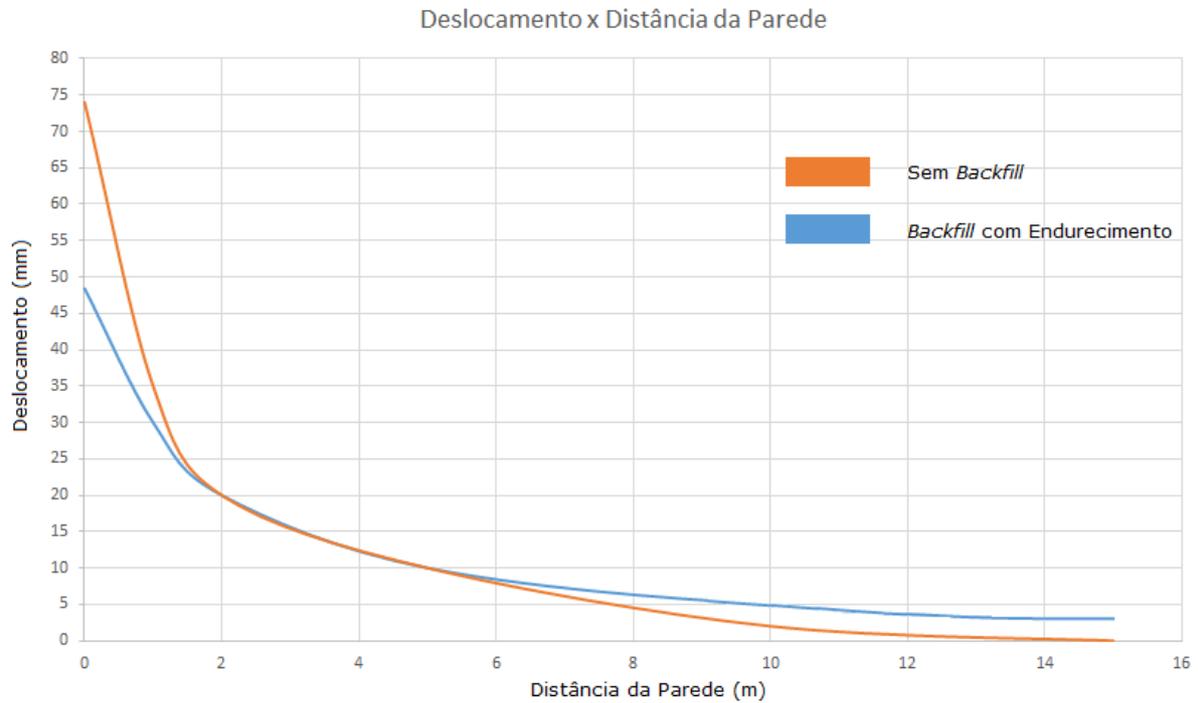


Figura 6.39 – Deslocamentos totais na parede sem e com *backfill* considerando o endurecimento.

Os resultados mostram que ocorreu uma diferença entre os deslocamentos totais comparando os resultados dos deslocamentos da parede da escavação sem e com *backfill* considerando endurecimento.

Tanto os resultados de campo, quanto das modelagens identificaram que o *backfill* é solicitado, e que respondeu positivamente para a estabilização do maciço rochoso escavado.

## 7. CONCLUSÕES E SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Neste capítulo são apresentadas as conclusões obtidas e feitas sugestões para trabalhos futuros.

### 7.1. CONCLUSÕES

Durante o trabalho de campo, foi observado que quando aplicado o *backfill* nas escavações lavradas, a questão ambiental estava melhor equacionada e que poderia contribuir para a estabilização do maciço escavado.

Na revisão bibliográfica foram identificados trabalhos mais antigos, tratando do *backfill* como material que não tinha influência no comportamento mecânico do maciço. Com o avanço dos métodos computacionais e publicações recentes de Benzaazoua *et al.* (2002), Belém *et al.* (2000, 2002) e Li & Aubertin (2009) melhoraram a compreensão dos efeitos da disposição, identificando a contribuição positiva para estabilização das escavações.

O trabalho de Li & Aubertin (2009), apresentou modelagens considerando o *backfill* constante. Esta opção deve ter sido feita pelas características das modelagens realizadas. Contudo, como a lavra *cut and fill* é um processo dinâmico e com a variação das características do *backfill* durante a evolução das escavações. A modelagem realizada com a endurecimento de acordo com a etapa da lavra, propiciou aproximação da real condição de exploração, contribuindo para o melhor entendimento da disposição.

O programa utilizado para realização das modelagens se mostrou capaz de realizar várias tarefas já estipuladas pelo fabricante, e ainda permitiu o desenvolvimento de novos modelos e geometrias ampliando as possibilidades de utilização do mesmo de modo satisfatório.

A técnica de modelagem aplicada, partindo do 2D para o 3D, se mostrou eficiente para estudo de uma nova linguagem de programação. Possibilitando a definição prévia das condições de contorno, geometria e área de estudo. Contudo se mostrou muito trabalhosa, e a partir dos resultados e validações alcançados, permitirá que os próximos trabalhos sobre o tema, sejam realizados diretamente em 3D.

As análises com e sem o endurecimento do *backfill*, verificou relativa influência em termos de tensões e deslocamentos. Pode ser concluído que os resultados aproximaram do

entendimento, incrementando a contribuição do preenchimento para a estabilização das escavações.

Os resultados das modelagens com e sem *backfill*, mostraram que o rejeito utilizado como preenchimento das escavações, responde ativamente e de acordo com as análises apresentadas, cria uma interação ativa com o maciço. Esta análise está em consonância com os trabalhos atuais. O acréscimo na contribuição para a estabilização das escavações, deve ser compreendido no sentido de avaliar adequadamente o comportamento do *backfill* para o aperfeiçoamento dos projetos de exploração em minas subterrâneas.

As modelagens mostram que ocorreu a interação mecânica entre o maciço e o *backfill*, a partir da transferência de tensão e deformação, seja pelo deslocamento das paredes escavadas do maciço ou pelo empuxo criado pelo *backfill* a partir do efeito de sua massa na porção crítica das paredes do maciço. Entre essas duas ações, foi observado que as tensões são maiores próximo ao eixo da escavação, suavizando com o distanciamento, ocorrendo o efeito do arqueamento (Li & Aubertin, 2009).

O modelo criado para o caso de estudo considerando com e sem *backfill*, foi identificado que o diferencial percentual em termos de deslocamentos totais reduz em cerca de 3% a 25,5% dependendo do avanço da escavação.

Portanto além da disposição do *backfill* no subterrâneo contribuir para mitigação dos impactos ambientais gerados pela lavra a interação criada com o maciço rochoso estudado com o endurecimento do *backfill* aproxima da condição real contribuindo para a estabilização e segurança em minas subterrâneas *cut and fill*.

## **7.2. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS**

Para trabalhos futuros é sugerido a análise de outros métodos de lavra, com corpos minerais horizontalizados e para profundidades e inclinações variáveis.

Experimentar em campo e laboratório a utilização do *backfill* com adição de ligantes, principalmente aplicado ao método de lavra subterrânea por câmaras e pilares, para projeto de extração de pilares.

Estudar a influência do controle tecnológico dos materiais envolvidos na logística de transporte e interação com o maciço.

Avaliar a utilização da ferramenta FLAC 3D com implantação de critérios de ruptura por inserção através do *fish*.

Realizar a modelagem da malha facilitada, ou por inserção de programas associados ou outros modos de importação.

Avaliar as tensões em campo com a utilização de células de carga, que permitam o monitoramento sem a necessidade de cabos de transmissão de dados.

Realizar estudos de casos variados, geometrias e modelos com utilização da ferramenta FLAC 3D com modelos gerais facilitados.

## REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ASSOCIAÇÃO BRASILEIRA DE NORMAS TÉCNICAS – ABNT. NBR 12.767/92: Rochas - determinação da resistência à compressão uniaxial. Rio de Janeiro, 1992.
- AMADEI, B., STEPHANSSON, O. Rock Stress and Its Measurement. Chapman and Hall. 1997, p. 490.
- ANGLOGOLD ASHANTI MINERAÇÃO LTDA. Código de Procedimentos Geotécnicos Para Operações em Subsolo na Mina Cuiabá, não publicado, Sabará, 2007, p. 20-48.
- ANGLOGOLD ASHANTI MINERAÇÃO LTDA. Relatório do País Brasil. 2008, p. 1-40.
- AUBERTIN, M., LI, L., BELEM, T., SIMON, R., HARVEY, A., JAMES, M., BENZAAZOUA, M., BUSSIÈRE, B. (2005) Méthodes d'estimation des pressions induites dans les chantiers remblayés. Symposium Rouyn-Noranda: L'Environnement et les Mines, 15-18 mai 2005. CIM.
- AUBERTIN, M., LI, L., ARNOLDI, S., BELEM, T., BUSSIÈRE, B., BENZAAZOUA, M., SIMON, R. (2003) Interaction between backfill and rock mass in narrow stopes Soumis à SoilRock2003: 12th Panamerican Conference on Soil Mechanics and Geotechnical Engineering and 39th U.S. Rock Mechanics Symposium, 22-26 June 2003, Cambridge, Mass, USA, vol. 1, pp. 1157-1164. VERLAG GÜCKAUF GMBH (VGE), ESSEN.
- AUBERTIN, M., LI, L., SIMON, R., BUSSIÈRE, B. (2003) Un critère de plasticité et de rupture pour les géomatériaux à porosité variable. 56th Annual Canadian Geotechnical Conference and 4th Joint IAH-CNC and CGS Groundwater Specialty Conference, Winnipeg, Manitoba, September 29 – October 1, 2003. Comptes-Rendus sur CD-ROM, 9p.
- AUBERTIN, M. 1999. “Application of soil mechanics to analyze the behavior of underground backfill.” Short Course, Proc., 14th Colloque en Contrôle de Terrain, Val-d’Or, Association Minière du Québec, Québec in French.
- BANCO MUNDIAL. Coal Mining and Production. Environment Department, Washington, USA. 2007.
- BARBOSA, E. S. Avaliação do suporte com cabos de aço na Mina Cuiabá. Dissertação de Mestrado, Universidade Federal de Ouro Preto, Escola de Minas, NUGEO, 2008, p. 154.
- BARTON, N., CHOUBEY, V. The shear-strength of rock joints in theory and practice. Springer-Verlag. 1974 p. 1-54.

BAWDWEN, W.F.; DENNISON, S.; LAUSCH, P. Lessons in control of mine costs from instrumented cable bolt support cases, in: NARMS 2000. Proceedings of the 4th North American Rock Mechanics Symposium, Seattle, USA, August, 2000, p.633-640.

BELEM T., BENZAAZOUA M. An overview on the use of paste backfill technology as a ground support method in cut-and-fill mines. Proceedings of the 5th Int. Symp. on Ground support in Mining and Underground Construction. Western Australia, Australia. Tayler & Francis Group, 2004, p. 637-650.

BELEM, T., HARVEY, A., SIMON, R., AUBERTIN, M. (2004) Measurement and prediction of internal stresses in an underground opening during its filling with cemented fill. Proceedings of the 5th Int. Symp. on Ground support in Mining and Underground Construction. Villaescusa & Potvin (eds.), 28-30 September 2004, Perth, Western Australia, Australia, Tayler & Francis Group, London, pp. 619 – 630.

BELEM, T., BENZAAZOUA, M., BUSSIÈRE, B., AND DAGENAIS, A.-M. 2002. “Effects of settlement and drainage on strength development within mine paste backfill.” Proc., Tailings and Mine Waste '02, Balkema, Rotterdam, The Netherlands, 139–148.

BIENIAWSKI, Z.T. Engineering Rock Mass Classifications. Wiley. New York, 1989. p. 251.

BIENIAWSKI, Z.T. Rock mass classification in rock engineering. Proc. Symp. On Exploration for Rock Eng. Balkema, 1976, Vol. 1, p. 97-106.

BIENIAWSKI, Z.T. The Geomechanics Classification in rock engineering applications. Proc. 4th Int. Cong. On Rock Mech ISRM Montreux. Balkema, Boston, 1979, Cap. 5, p. 55-95.

BRADY, B. H. G.; BROWN, E. T. Rock Mechanics for Underground Mining, 3ª Edição. Chapman & Hall. London, 2004, p628.

BRUMMER, R.K., GUSTAS, R., LANDRIAULT, D.A., and STEED, C.M. 1996. Mining under backfill– field measurements and numerical modelling. In Rock mechanics—tools and techniques. Edited by M. Aubertin, F. Hassani, and H. Mitri. A.A. Balkema, Rotterdam, The Netherlands. Vol. 1, pp. 269–276.

BOWLES, J. E. 1988. Foundation Analysis and Design, 4ª Edição, McGraw-Hill.

COTA, R. F. Utilização de Extensômetros e Televisionamento de Furos para Estudo de Estabilidade do Hanging Wall – Realce 10.2 Fonte Grande Sul, Mina Cuiabá – Sabará/MG. Dissertação de Mestrado, Universidade Federal de Ouro Preto, Escola de Minas, NUGEO, 2011, p. 183.

CUNDALL, P. A. Formulation of a three dimensional distinct element model-Part I. A scheme to detect and represent contacts in a system of many polyhedral blocks. Int.J.Rock Mech.Min.Sci.Geomech, 1987, p. 107-116.

DEERE, D.U. & MILLER, R.P. Engineering classification and index properties for intact rocks. Tech. Rep. Air Force Weapons Lab., New Mexico, 1966, p. 65-116.

DETOURNAY, C., & HART, R. eds. 1999. "FLAC and numerical modeling in geomechanics." Proc., Int. FLAC Symp., Taylor & Francis, London.

DUNNICLIFF, J. Geotechnical instrumentation for monitoring field performance. New York: Wiley Interscience, 1988, 577p.

FRANKLIN, J. & DUSSEAULT, M. Rock Engineering. McGraw-Hill, 1989, p. 591.

GAMA, C. D. & TORRES, V. F. N. Engenharia ambiental subterrânea e aplicações. CETEM/CYTED, Rio de Janeiro, RJ, 2005, 550 p.

GOODMAN, R. E. Introduction to Rock Mechanics. 2nd ed. John Wiley & Sons., New York, 1989, p. 562.

GRIMSTAD, E. & BARTON, N. Updating of the Q-System for NMT. International Symposium on Sprayed concrete - modern use of wet mix sprayed concrete for underground support, Fagernes, (eds Kompen, Opsahl and Berg). Oslo, Norwegian. Concrete Assn, 1993.

HAIMSON, B. C. & LEE, C. F. Hydrofracturing stress determinations at Darlington. In: 13th Symposium Rock Mechanics, Toronto, 1980, p.42-50.

HASSINI, F. & ARCHIBALD, J. 1998. Mine backfill. 263p.

HOEK E. & BROWN E.T. Underground Excavations in Rock . Inst. Min. Metall. Londres, 1980, p.527.

HOEK E. & BROWN E.T. Underground Excavations in Rock. Rev. 02. London, 2006, p. 338.

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

HUDSON, J. A. & HARRISON, J. P. (1997). Engineering Rock Mechanics: An introduction to the principles. Pergamon Press. London, p. 444.

HUTCHINSON, D.J. e DIEDERICHS, M.S. Cablebolting in Underground Mines. Richmond: Bitech Publishers Ltd, 1996.

ITASCA, FLAC, Fast Lagrangian Analysis of Continua, User's Guide. Itasca Consulting Group, Inc. USA, 2002a.

ITASCA, FLAC 3D, Fast Lagrangian Analysis of Continua in 3 Dimensions, User's Guide. Itasca Consulting Group, Inc. USA, 2009.

ITASCA, UDEC, Universal Distinct Element Code, User's Guide. Itasca Consulting Group, Inc. USA, 2002b.

- JIMENEZ, H. R. G., 2001. Análise do Campo de Deslocamentos para Estabilidade de Taludes de Grande Altura em Mineração. Dissertação de Mestrado. Pontifícia Universidade Católica do Rio de Janeiro. Rio de Janeiro, 2001.
- JUNG, S. J. & BISWAS, K. (2002). Review of Current High Density Paste Fill and its Technology. Mineral Resources Engineering, Vol. 11, nº 2. London, p. 165-182.
- KNUTSSON, S. 1981. "Stresses in the hydraulic backfill from analytical calculations and in-situ measurements." Proc., Conf. on Application of Rock Mech. to Cut and Fill Mining, O. Stephansson and M. J. Jones, eds., Institution of Mining and Metallurgy, London, 261–268.
- LANDRIAULT, D.A., BROWN, R.E., COUNTER, D.B., 2000. Paste backfill study for deep mining at Kidd Creek. CIM Bulletin, 93(1036): 156-161.
- LEEMAN, E. R. The CSIR Doorstopper and Triaxial rock stress measuring Instruments. Rock Mech., 1971, v.3, p.25-50.
- LI, L., AUBERTIN, M. 2009. A three-dimensional analysis of the total and effective stresses in submerged backfilled stopes. Geotechnical and Geological Engineering.
- LI, L., AUBERTIN, M., AND BELEM, T. 2006. "Erratum: Formulation of a three dimensional analytical solution to evaluate stress in backfilled vertical narrow openings." Can. Geotech. J., 433, 338–339.
- LI, L., AUBERTIN, M., AND BELEM, T. 2005. "Formulation of a threedimensional analytical solution to evaluate stress in backfilled vertical narrow openings." Can. Geotech. J., 426, 1705–1717.
- LI, L., AUBERTIN, M., AND BELEM, T. 2003. "Modeling arching effects in narrow backfilled stopes with FLAC." Proc., FLAC and Numerical Modeling in Geomechanics-2003, R. Brummer, P. Andrieux, C. Detournay, and R. Hart, eds., Balkema, Rotterdam, The Netherlands, 211–219.
- LUNARDI, P. Design and Construction of Tunnels. Springer-Verlag. Italy, 2008.
- MARTINS, P. A. Análise Numérica de Escavações Subterrâneas com Ênfase na Interação entre o Maciço e o Suporte em Concreto Projetado a Baixas Idades. Tese de Doutorado. Universidade de Brasília. Distrito Federal, 2008. 194p.
- MCGEARY, R. K. Mechanical Packing of Spherical Particles. J.Am. Ceram. Soc., v. 44, No. 10, p.p 513-522, 1961.
- MCKIBBEN, M. J. AND C.A. AND SHOOK, C.A. 1991, Erosive Wear of Pipeline Systems, Editors N.P. Brown and N.I. Heywood, Elsevier Applied Science, London.
- MITCHELL, R. J. 1992. "Centrifuge model studies of fill pressures on temporary bulkheads." CIM Bull., 85(960), 48–54.

- PARISEAU, W. G. 1975. "Influence of hydraulic backfill on closure and pillar stress in narrow cut and fill stopes." *Application of Rock Mechanics: Proc., 5th U.S. Symp. on Rock Mechanics*, Custer State Park, S.D., 23–35.
- PARISEAU, W. G. 1981. "Finite-element method applied to cut and fill mining." *Application of Rock Mechanics to Cut and Fill Mining: Proc., Conf. on the Application of Rock Mechanics to Cut and Fill Mining*, Lulea, Sweden, O. Stephansson and M. J. Jones, eds., The Institution of Mining and Metallurgy, London, 284–292.
- PARISEAU, W. G. 1995. "Coupled three-dimensional finite element modeling of mining in wet ground." *CAMI'95: Proc., 3rd Canadian Conf. on Computer Applications in the Mineral Industry*, H. S. Mitri, ed., Montreal, Québec, McGill University, Montreal, Canada, 283–292.
- PARISEAU, W. G., HILL, J. R. M., MCDONALD, M. M., AND MCNAY, L. M. 1976. "A support performance predicted method for hydraulic backfill." *USBM Rep. of Investigation 8161*, USBM, U.S. Bureau of Mines, 1168–1187.
- PARISEAU, W. G., AND KEALY, C. D. 1973. "Support potential of hydraulic backfill." *New Horizons in Rock Mechanics: Proc., 14th Symp. On Rock Mechanics*, H. R. Hardy, Jr. and R. Stefanko, eds., ASCE, New York, 501–526.
- PIRAPAKARAN, K., AND SIVAKUGAN, N. 2007. "A laboratory model to study arching within a hydraulic fill stope." *Geotech. Test. J.*, 30(6), 1–8.
- PORTUGAL, A. C., PAVONI, R. B. *Modelos Analíticos e Numéricos Aplicados a Escavações Subterrâneas. Trabalho de Conclusão de Curso (Graduação em Engenharia Civil) - Universidade de Brasília*, 1993.
- POTVIN, Y., 1988. *Empirical open stope design in Canada*. Ph.D. Thesis, Department of Mining and Mineral Processing, University of British Columbia, p. 343.
- RABCEWICZ L. *O Novo Método Austríaco de Abertura de Tuneis*, ABGE. Tradução Santo Bertin Neto. São Paulo, 1964, p. 222.
- RANKINE, K. J., RANKINE, K. S. & SIVAKUGAN, N. 2003. *Three Dimensional Drainage Modelling of Hydraulic Fill Mines*, *Proceedings of 12th Asian Regional Conference on Soil Mechanics & Geotechnical Engineering*, 937-940.
- REVELL R. 2008. *Backfill Review at Cuiabá Mine*, Internal report to AngloGold Ashanti, August, p. 107.
- ROCSCIENCE Dips, Plotting, Analysis and Presentation of Structural Data Using Spherical, Projection Techniques, User's Guide, Rocscience, Inc., Toronto, Canada, 2002.
- ROCSCIENCE Examine2D, 2D stress analysis for underground excavations. Inc., Toronto, Canada, 2007.

ROCSCIENCE Examine3D, A 3D computer-aided engineering analysis package for underground excavations in rock, USERS' MANUAL, Version 4.0, Rocscience, Inc., Toronto, Canada, 1998.

SERAFIM, J.L.; PEREIRA, J.P. Consideration of the Geomechanical Classification of Bieniawski, in Proceedings of the International Symposium on Engineering Geology and Underground Construction, Lisbon, 1983, v.1, n.11, p.33-44.

SPEARING, A.J.S. Handbook on Hard-rock Strata Control. Johannesburg: The South African Institute of Mining and Metallurgy, 1995.

STEWART, NR. AND SPEARING, A.I.S. (1992) "Combating pipeline wear-and-advancing technology",. I. S. Afr. Inst. Min. Metall., v01. 92, no. 6. June 1992, pp. 49-157.

TAKE, W. A., and VALSANGKAR, A. J. 2001. Earth pressures on unyielding retaining walls of narrow backfill width. Can. Geotech. J., 38, 1220–1230.

TESARIK D. R.; SEYMOUR J. B.; YANSKE T. R. Long-term stability of a backfilled room-and-pillar test section at the Buick Mine. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. Missouri, USA. 2009.

TIMOSHENKO, S., GOODIER, J. N. Teoria da Elasticidade. Ed. Urmo. Bilbao, 1968, p. 549.

THOMAS, E. G., NANTEL, J. H., AND NOTLEY, K. R. 1979. Fill technology in underground metalífero.

TOLEDO, C. L. B., 1997. Controle estrutural da mineralização autífera na Mina Cuiabá, setor noroeste do Greenstone Belt Rio das Velhas, Quadrilátero Ferrífero, MG. Campinas, SP, Unicamp, Dissertação de Mestrado, p. 167.

VIEIRA, F.W.R.; OLIVEIRA, G.A.I. Geologia do Distrito Aurífero de Nova Lima, Minas Gerais. In: SCHBENHAUS, C. e COELHO C.E.S., Principais Depósitos Minerais do Brasil. Brasília, DNPM. 1988, v.3, p.377-391.

VIEIRA, F. W. R., SIMÕES, E. J. M., 1992. Geology of the Nova Lima área and excursion to the Raposos Mine. In: Gold Deposit Modeling Course, IUGS UNESCO, p. 1-24.

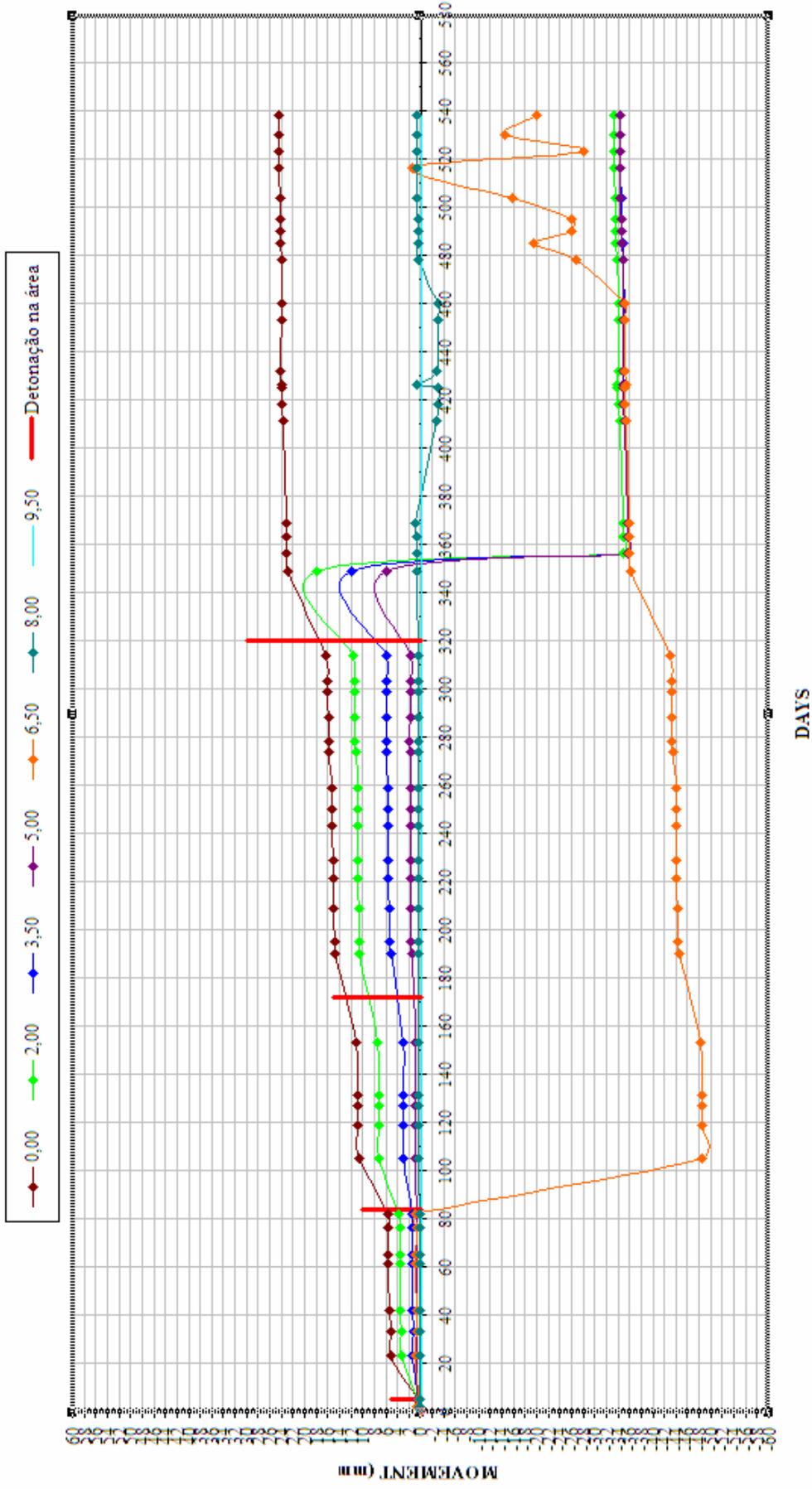
VISSOTTO L. A. J. Retroanálise Numérica da Convergência de uma Escavação Subterrânea em Rocha (Caso Estudo: TAJ UHE Simplício). Dissertação de Mestrado, Universidade Federal de Goiás, GECON, 2009, p. 154.

YU, T, Mechanisms of Fill Failure and Strength Requirements, 1992, 16th Canadian Rock Mechanics Symposium, Laurentian University, Sudbury, Edited by Kaiser, P.K. and McCreath, D.R.

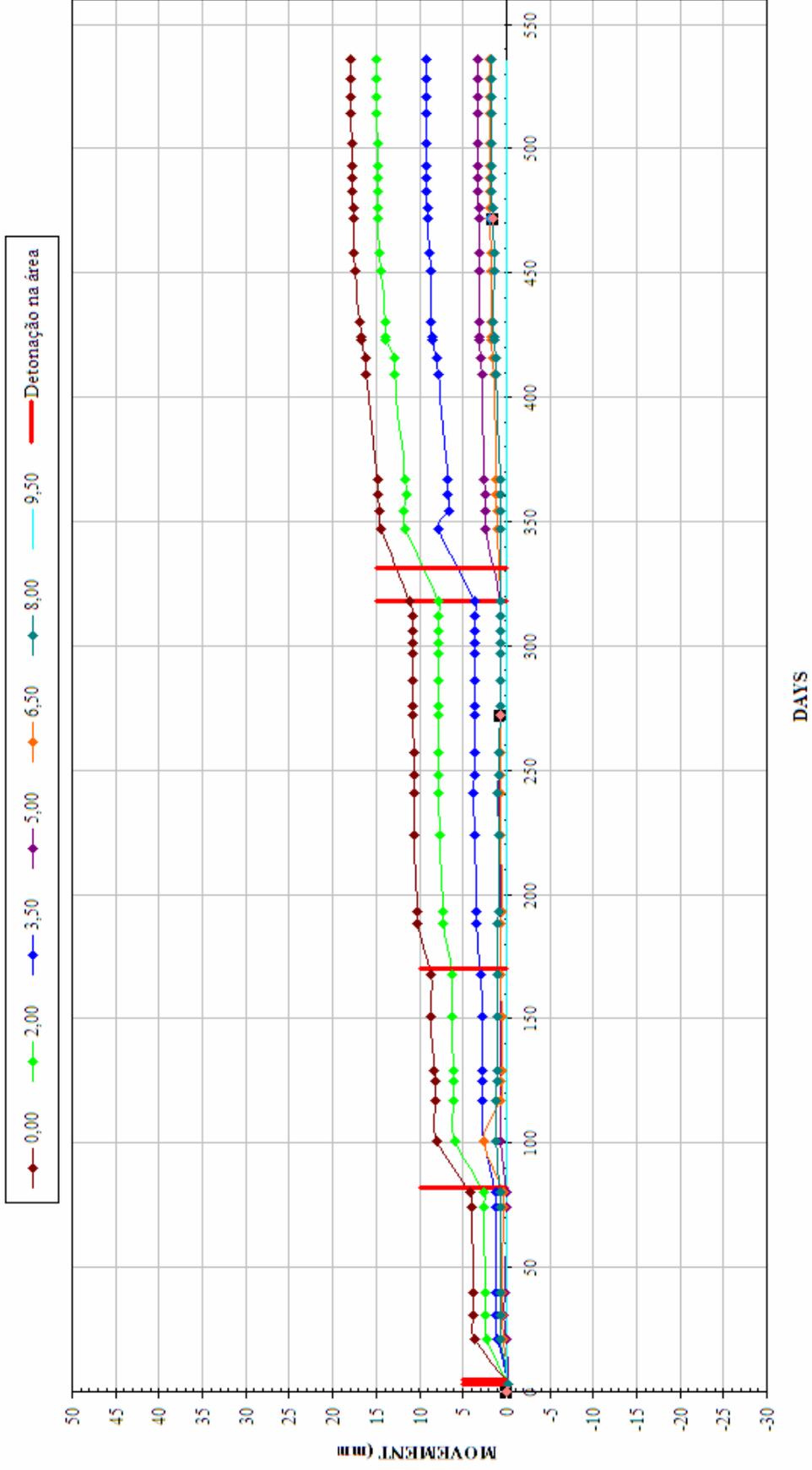
Apêndice A  
Resultados de Ensaio



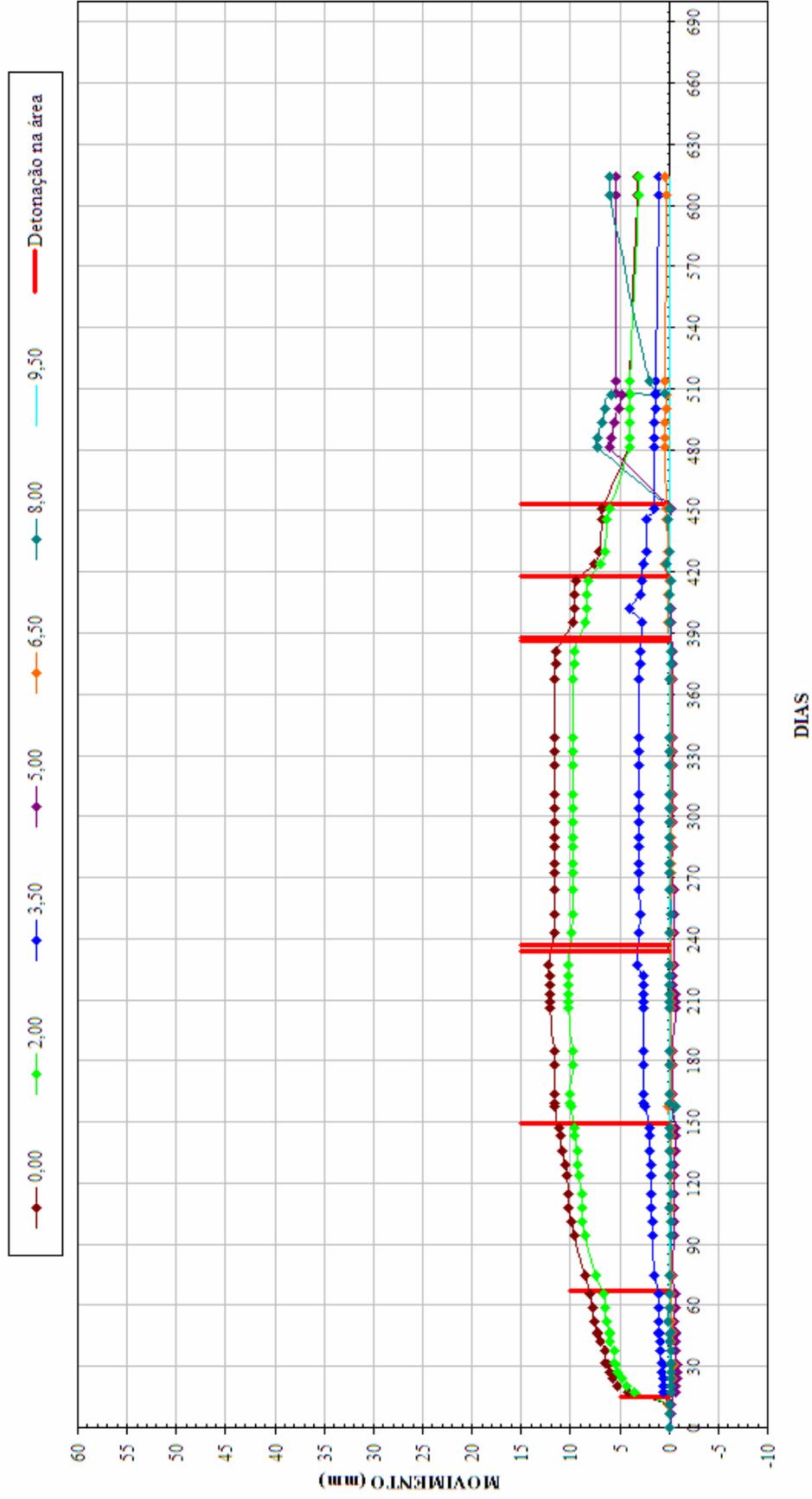
# Smart Cable 10.2 FGS



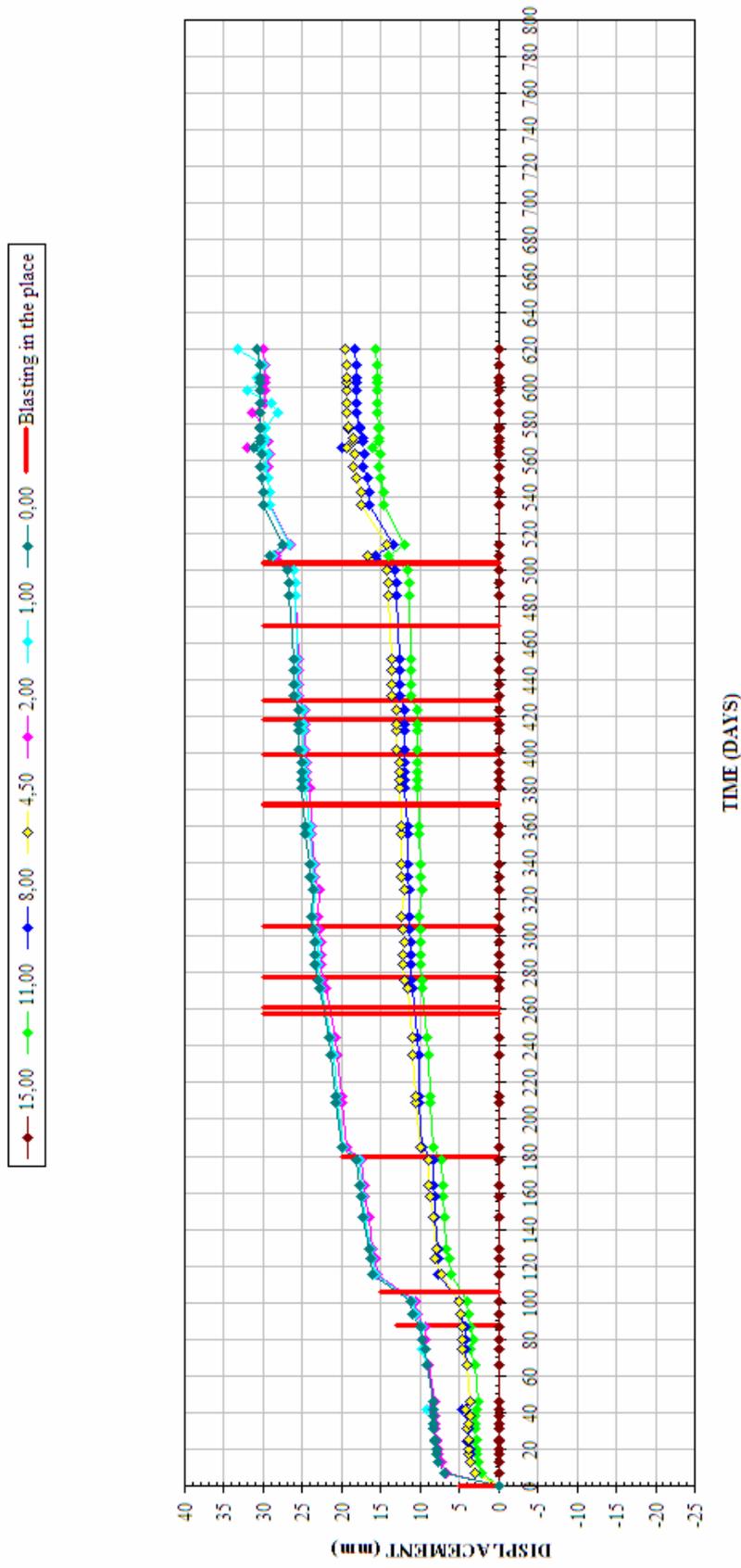
# Smart Cable 10.2 FGS



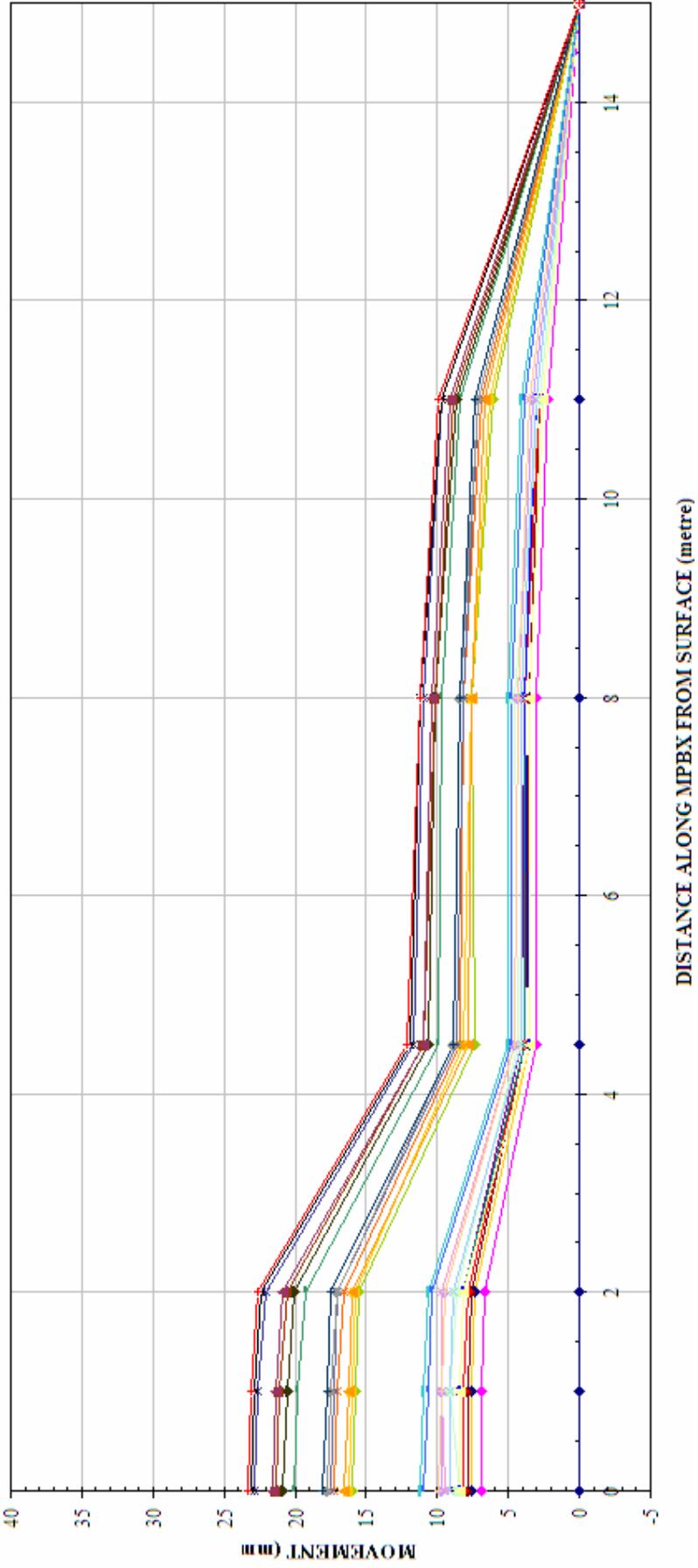
# Smart Cable 10.2 FGS



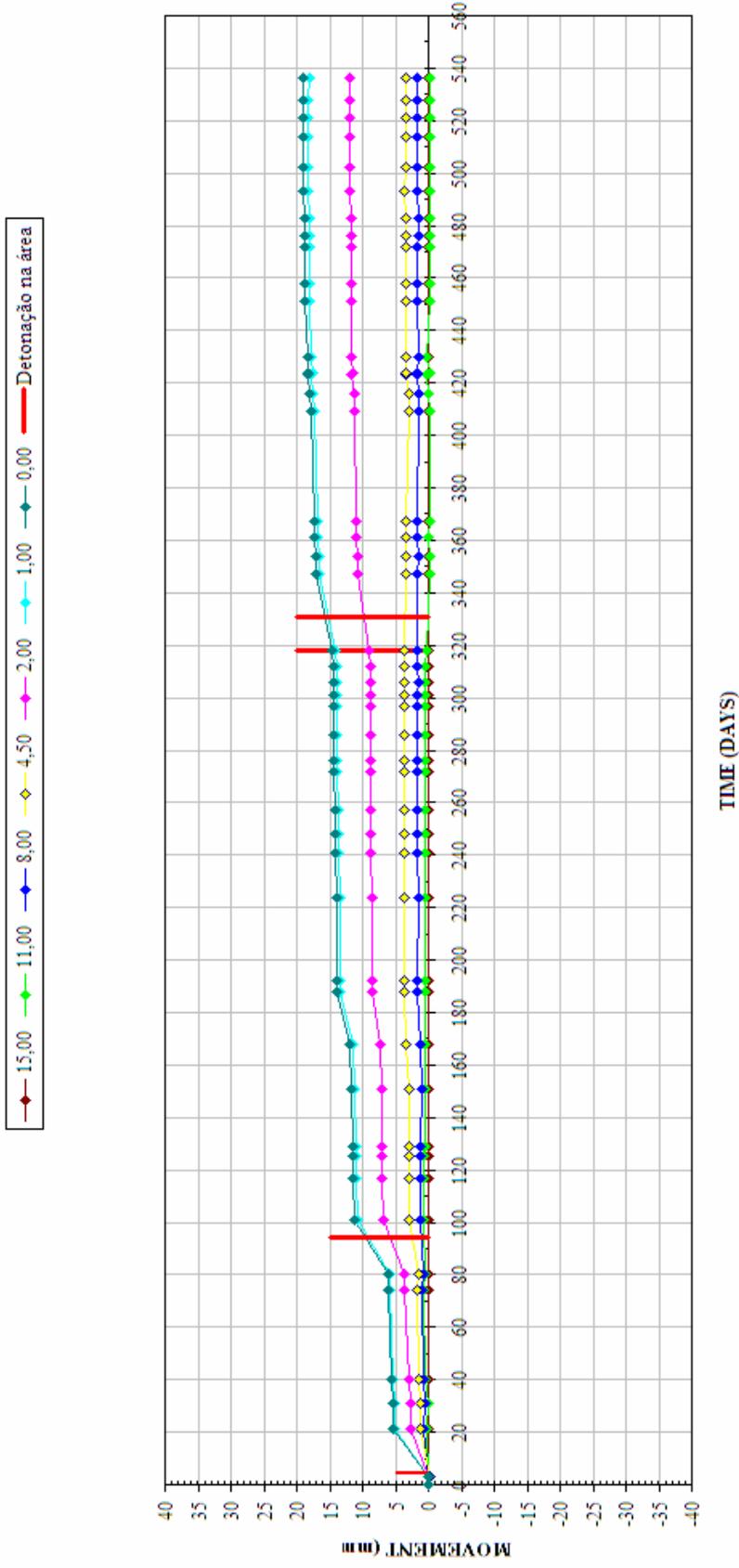
### Smart MPBX 10.2 FGS



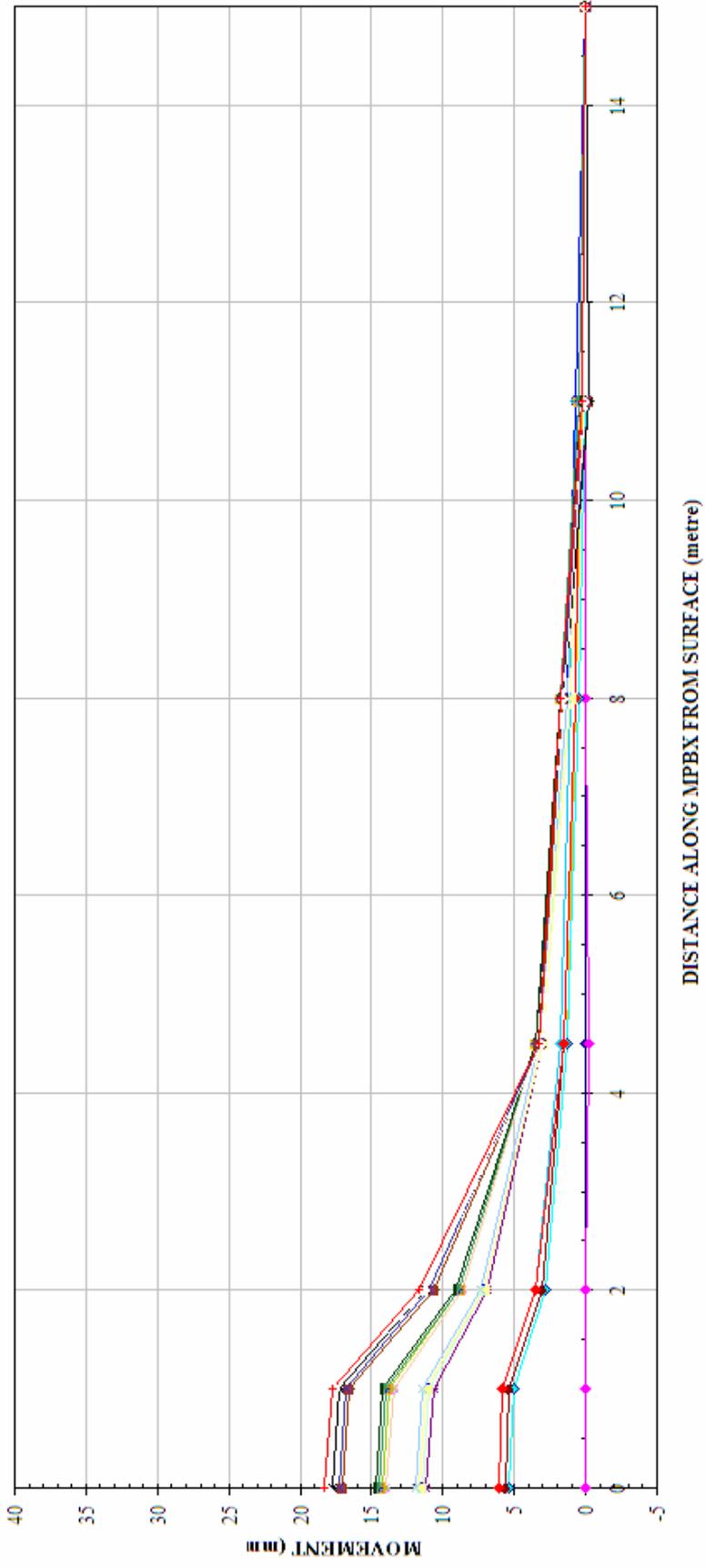
# Smart MPBX 10.2 FGS



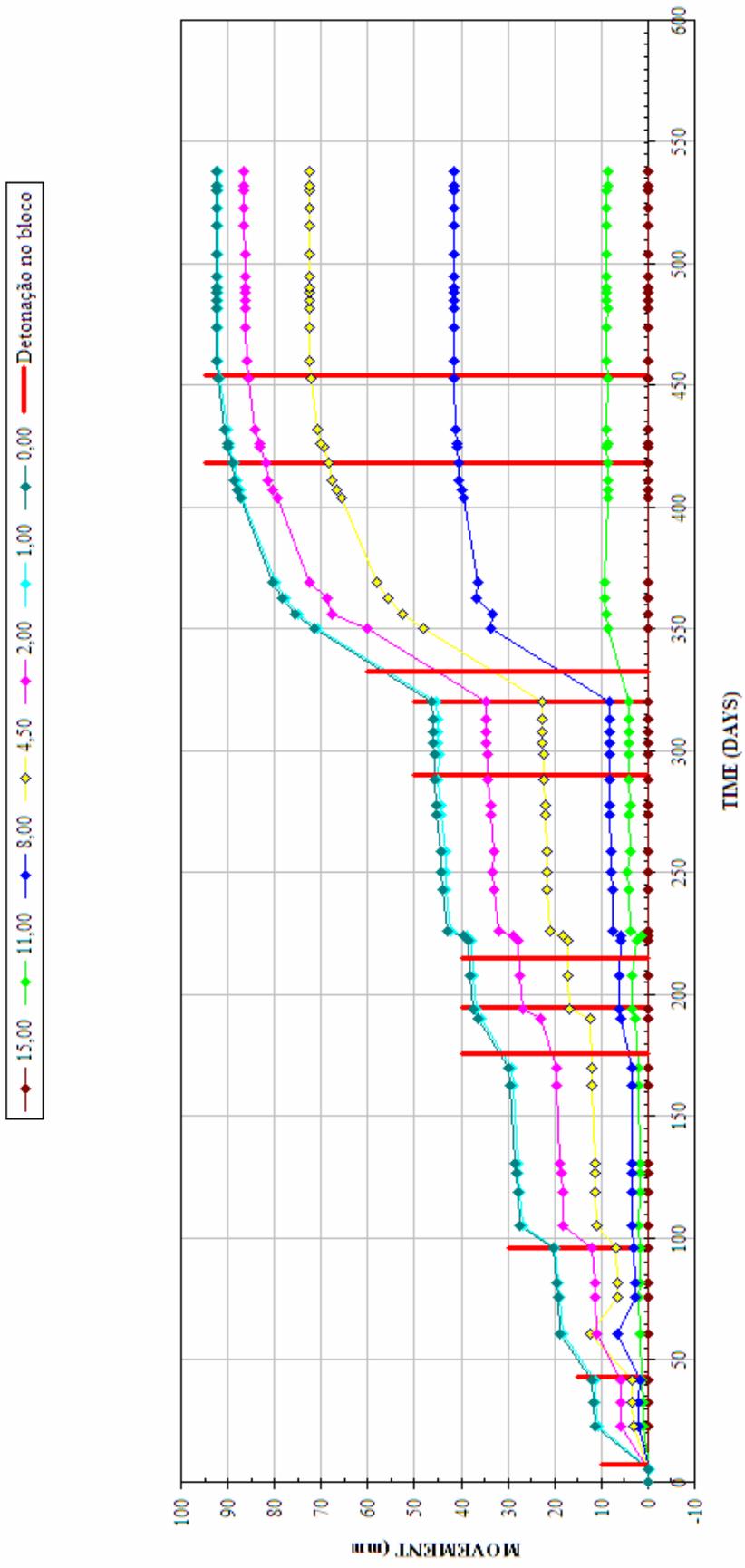
# Smart MPBX 10.2 FGS



### Smart MPBX 10.2 FGS

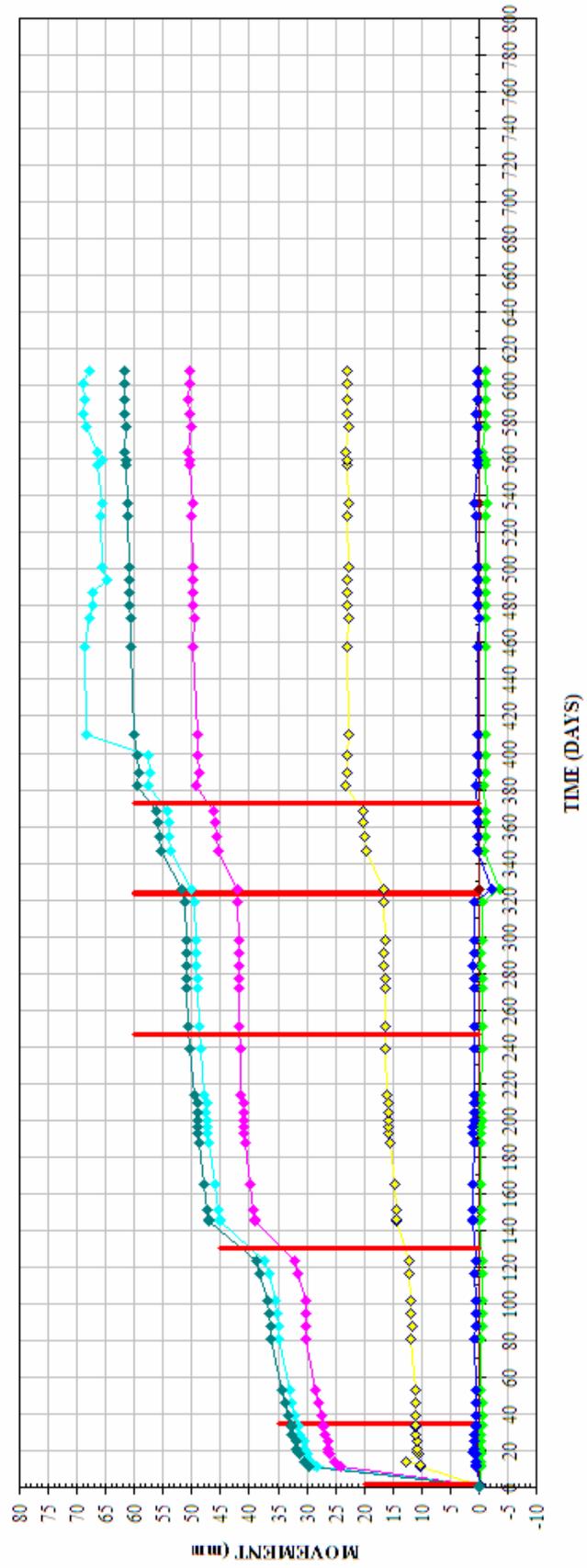


# Smart MPBX 10.2 FGS





# Smart MPBX 10.2 FGS



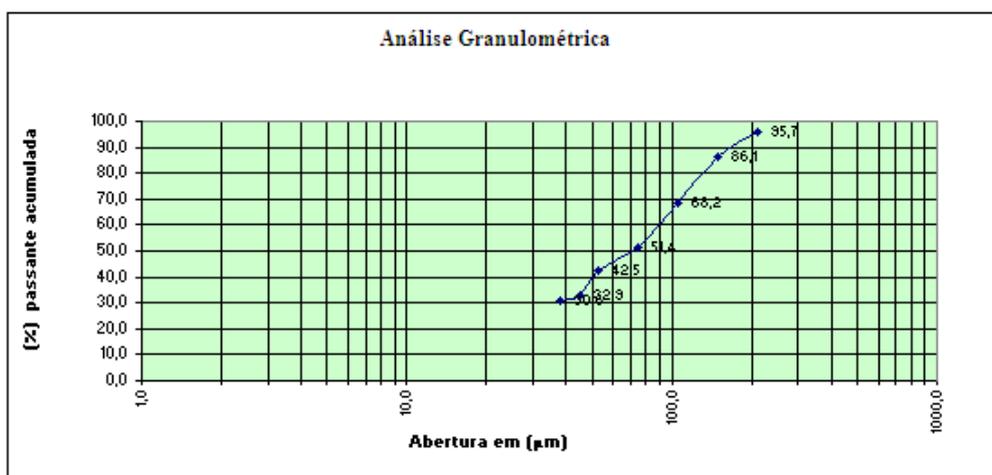


## RESULTADOS GRANULOMETRIA *BACKFILL*

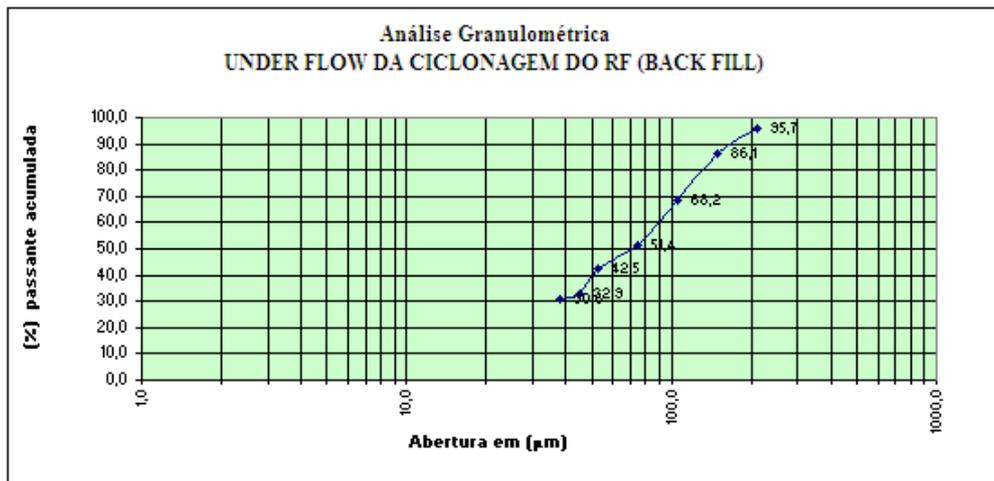
Massa inicial (g)

115

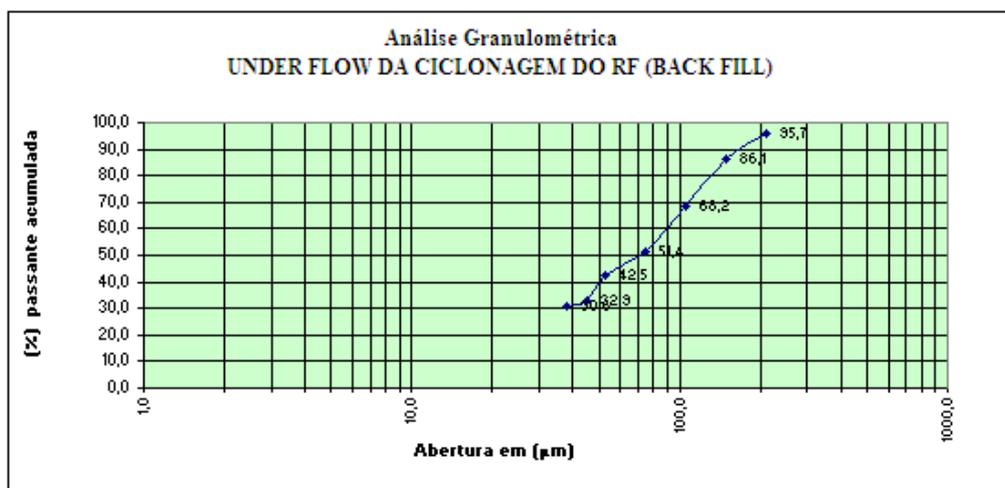
Análise granulométrica					
Malha		Massa		Massa acumulada	
	( $\mu\text{m}$ )	(g)	(%)	(%)	(%)
65 #	212,00	5,00	4,3	4,3	95,7
100#	150,00	11,00	9,6	13,9	86,1
150#	106,00	20,60	17,9	31,8	68,2
200#	75,00	19,30	16,8	48,6	51,4
270 #	53,00	10,20	8,9	57,5	42,5
325 #	45,00	11,10	9,7	67,1	32,9
400 #	38,00	2,60	2,3	69,4	30,6
< 400 #	38,00	35,2	30,6	100,0	0,0



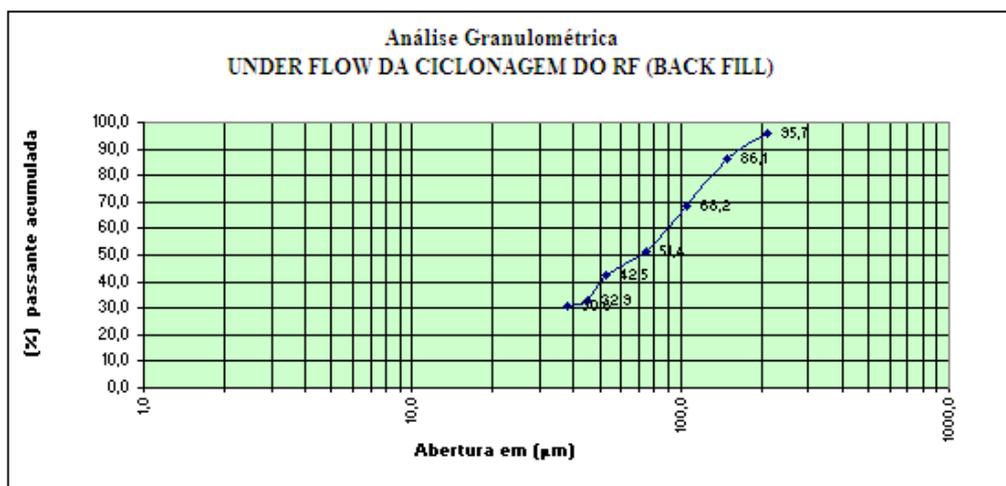
Análise granulométrica					
Malha		Massa		Massa acumulada	
	( $\mu\text{m}$ )	(g)	(%)	(%)	(%)
65 #	212,00	3,10	2,8	2,8	97,2
100#	150,00	9,50	8,5	11,3	88,8
150#	106,00	18,50	16,5	27,8	72,2
200#	75,00	17,90	16,0	43,8	56,3
270 #	53,00	18,10	16,2	59,9	40,1
325 #	45,00	10,30	9,2	69,1	30,9
400 #	38,00	1,60	1,4	70,5	29,5
< 400 #	38,00	33,0	29,5	100,0	0,0



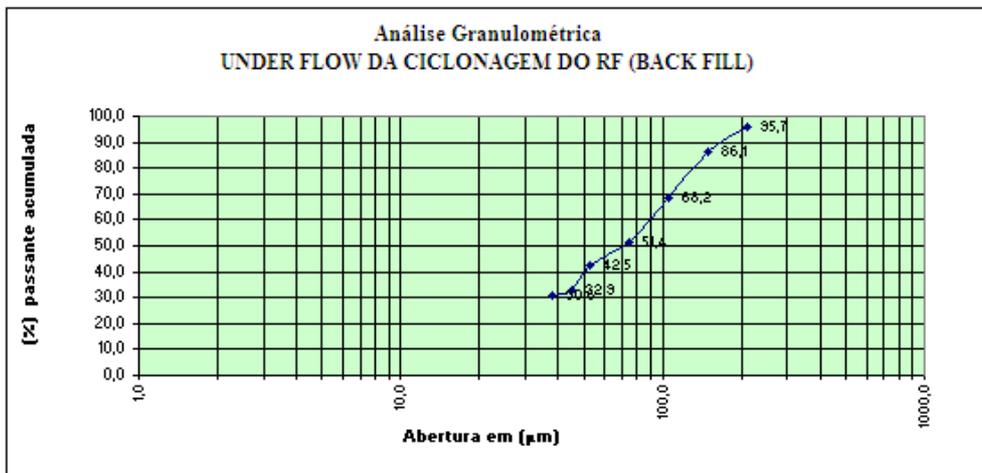
Análise granulométrica					
Malha	(µm)	Massa		Massa acumulada	
		(g)	(%)	(%)	(%)
65 #	212,00	3,00	3,0	3,0	97,0
100#	150,00	9,00	9,0	12,0	88,0
150#	106,00	15,00	15,0	27,0	73,0
200#	75,00	13,50	13,5	40,5	59,5
270 #	53,00	16,50	16,5	57,0	43,0
325 #	45,00	12,00	12,0	69,0	31,0
400 #	38,00	1,50	1,5	70,5	29,5
< 400 #	38,00	29,5	29,5	100,0	0,0



Análise granulométrica					
Malha	(µm)	Massa		Massa acumulada	
		(g)	(%)	(%)	(%)
65 #	212,00	5,00	4,5	4,5	95,5
100#	150,00	10,00	9,1	13,6	86,4
150#	106,00	16,00	14,5	28,2	71,8
200#	75,00	15,90	14,5	42,6	57,4
270 #	53,00	18,00	16,4	59,0	41,0
325 #	45,00	11,00	10,0	69,0	31,0
400 #	38,00	2,00	1,8	70,8	29,2
< 400 #	38,00	32,1	29,2	100,0	0,0



Análise granulométrica					
Malha	(µm)	Massa		Massa acumulada	
		(g)	(%)	(%)	(%)
65 #	212,00	8,00	7,1	7,1	92,9
100#	150,00	10,00	8,9	16,1	83,9
150#	106,00	16,00	14,3	30,4	69,6
200#	75,00	14,00	12,5	42,9	57,1
270 #	53,00	17,00	15,2	58,0	42,0
325 #	45,00	12,90	11,5	69,6	30,4
400 #	38,00	1,00	0,9	70,4	29,6
< 400 #	38,00	33,1	29,6	100,0	0,0



## ADENSAMENTO

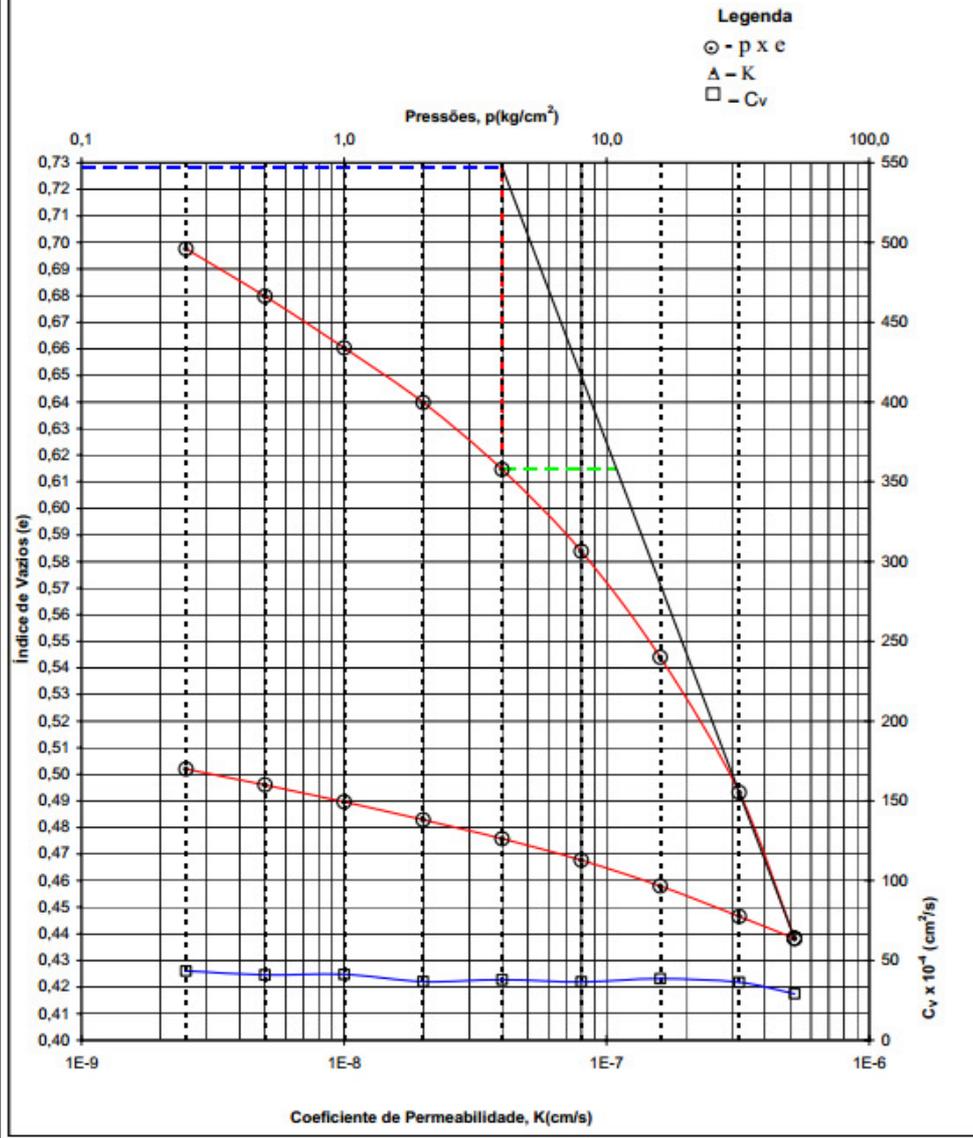
PRESSÃO (Kg/cm <sup>2</sup> )	Δ P (Kg/cm <sup>2</sup> )	H <sub>h</sub> (cm)	H <sub>in</sub> (cm)	Δ h (cm)	e <sub>h</sub>	e <sub>u</sub>	Δ e	a <sub>v</sub> (cm <sup>2</sup> /kg)	m <sub>v</sub> (cm <sup>3</sup> /kg)	t <sub>90</sub> (seg)	c <sub>v</sub> 0,848t <sup>0,75</sup> /t <sub>90</sub>	K (cm / seg)	
												$\frac{K}{\sqrt{t}}$	medida
0,250	0,250	2,0000	1,9645	0,0355	0,6976	0,7283	0,0307	1,29E-01	7,10E-02	192,0	4,34E-03	3,08E-07	-
0,500	0,250	1,9645	1,9439	0,0206	0,6798	0,6676	0,0178	7,12E-02	4,19E-02	198,0	4,09E-03	1,72E-07	-
1,000	0,500	1,9439	1,9214	0,0225	0,6798	0,6604	0,0194	3,86E-02	2,31E-02	192,0	4,12E-03	9,55E-08	-
2,000	1,000	1,9214	1,8976	0,0238	0,6604	0,6388	0,0206	2,06E-02	1,24E-02	210,0	3,88E-03	4,56E-08	-
4,000	2,000	1,8976	1,8685	0,0291	0,6388	0,6147	0,0251	1,26E-02	7,67E-03	198,0	3,80E-03	2,91E-08	-
8,000	4,000	1,8685	1,8328	0,0357	0,6147	0,5898	0,0309	7,71E-03	4,79E-03	198,0	3,67E-03	1,75E-08	-
16,000	8,000	1,8328	1,7867	0,0461	0,5838	0,5440	0,0398	4,98E-03	3,14E-03	180,0	3,86E-03	1,21E-08	-
32,000	16,000	1,7867	1,7279	0,0588	0,5440	0,4932	0,0508	3,18E-03	2,06E-03	180,0	3,64E-03	7,48E-09	-
52,000	20,000	1,7279	1,6644	0,0635	0,4932	0,4383	0,0549	2,74E-03	1,84E-03	210,0	2,90E-03	5,34E-09	-
32,000	-20,000	1,6644	1,6739	-0,0095	0,4383	0,4665	-0,0082	4,10E-04	2,85E-04				
16,000	-16,000	1,6739	1,6672	-0,0133	0,4465	0,4580	-0,0115	7,18E-04	4,97E-04				
8,000	-8,000	1,6872	1,6984	-0,0112	0,4580	0,4677	-0,0097	1,21E-03	8,30E-04				
4,000	-4,000	1,6984	1,7078	-0,0094	0,4677	0,4758	-0,0081	2,03E-03	1,38E-03				
2,000	-2,000	1,7078	1,7160	-0,0082	0,4758	0,4829	-0,0071	3,54E-03	2,40E-03				
1,000	-1,000	1,7160	1,7238	-0,0078	0,4829	0,4886	-0,0067	6,74E-03	4,58E-03				
0,500	-0,500	1,7238	1,7312	-0,0074	0,4886	0,4960	-0,0064	1,28E-02	8,59E-03				
0,250	-0,250	1,7312	1,7381	-0,0069	0,4960	0,5020	-0,0060	2,36E-02	1,59E-02				

UMIDADE	ANTES		DEPOIS
	90	23	
CAPSULA Nº	34	90	23
SOLO ÚMIDO + TARA (g)	28,13	24,94	26,87
SOLO SECO + TARA (g)	23,38	21,33	22,41
ÁGUA (g)	4,75	3,61	4,46
TARA (g)	4,52	7,08	4,58
SOLO SECO (g)	18,86	14,25	17,83
UMIDADE (%)	25,2	25,3	25,0
UMIDADE MÉDIA	25,18		

Prensa Nº:	2	DENSIDADE DOS GRÃOS	2,793
ALTURA DA AMOSTRA	2,000	ÍNDICE DE VAZIOS INICIAL	0,7283
PESO DO C.P. + ANEL	217,81	GRAU DE SAT. INICIAL	96,56
PESO DO ANEL	136,89	ALTURA FINAL DO C.P.	1,6644
PESO DA AMOSTRA	80,92	ÍNDICE DE VAZIOS FINAL	0,4383
ÁREA DA AMOSTRA	20,00	GRAU DE SAT. FINAL	-
VOLUME DA AMOSTRA	40,00		
DENSIDADE ÚMIDA	2,023		
DENSIDADE SECA	1,616		

CIENTE:	LOCAL: Fonte Grande Sul	OPER.: Naim Lopes	ENSAIO Nº	7638	
OBRA:	Obs.:	CALC.: Luciana Perinat	Verificador:	Naim Lopes	
		AMOSTRA:	CB-BF-06	DATA INÍCIO:	28/09/10
				DATA DE TÉRMINO:	19/10/10

### CURVA PRESSÃO-ÍNDICE DE VAZIOS-COEF. DE ADENSAMENTO



Pré-adensamento	Pressão: $p_a = 10,926$	Índice de Compressão: $C_c = 0,2602$	CB-BF-06
	Índice de Vazios: $e_a = 0,615$	Índice de Expansão: $0,0248$	

## GRANULOMETRIA POR SEDIMENTAÇÃO

### DADOS PARA CÁLCULO

AMOSTRA TOTAL		DIÂMETRO DOS GRÃOS (mm)	
a) PESO ÚMIDO TOTAL (gr)	1834,00	$Q = Q' \times Lc$ $Q' = \frac{\alpha \cdot \delta}{(\delta - 1) P_s} = 2,209$	$\theta = \sqrt{\frac{1800 \cdot n}{\delta - \gamma a} \cdot \frac{h}{t''}}$ <p style="font-size: small;">n=Viscosidade (tab.) h=Abertura queda (cm.) t''=Tempo em segundo</p>
b) PESO SECO RETIDO # 10 (gr)	0,00		
c) PESO ÚMIDO PASSADO # 10 (gr) : (a-b)	1834,00		
d) PESO SECO PASSADO # 10 (gr) : $\frac{c \cdot \delta - d}{\delta - \gamma a}$	1833,08		
e) PESO SECO TOTAL (gr) : (b+d)	1833,08		

### DETERMINAÇÃO DA UMIDADE HIGROSCÓPICA

### PENEIRAMENTO DO SOLO GRAÚDO

CÁPSULA Nº				PENEIRA		PESO RETIDO	PESO RETIDO ACUMULADO	PESO QUE PASSA	% QUE PASSA DA AMOSTRA TOTAL
	48	50	53	Nº	ABERTURA (mm)				
PESO ÚMIDO + TARA (g)	50,09	45,29	46,33	2"	50	0,00	0,00	1833,08	100,00
PESO SECO + TARA (g)	50,07	45,27	46,31	1 1/2"	38	0,00	0,00	1833,08	100,00
PESO DA ÁGUA (g)	0,02	0,02	0,02	1"	25	0,00	0,00	1833,08	100,00
TARA (g)	7,24	6,99	5,23	3/4"	19	0,00	0,00	1833,08	100,00
PESO SOLO SECO (g)	42,83	38,28	41,08	3/8"	9,5	0,00	0,00	1833,08	100,00
UMIDADE (%)	0,05	0,05	0,05	Nº 04	4,8	0,00	0,00	1833,08	100,00
UMIDADE MÉDIA (%)	0,05			Nº 10	2,0	0,00	0,00	1833,08	100,00
FATOR DE CORREÇÃO FC = 100/100-h									

### PENEIRAMENTO DO SOLO MIÚDO

PENEIRA		AMOSTRA PARCIAL			% QUE PASSA DA AMOSTRA TOTAL	AMOSTRA PARCIAL	
Nº	ABERTURA (mm)	PESO RETIDO	PESO RETIDO ACUMULADO	PESO QUE PASSA		PESO ÚMIDO (g)	PESO SECO (g)
16	1,20	0,00	0,00	69,97	100,00		
30	0,60	0,03	0,03	69,94			
40	0,42	0,00	0,03	69,94			
50	0,30	0,05	0,08	69,89	99,89	99,96	
100	0,15	11,34	11,42	58,55			
200	0,074	23,83	35,25	34,72			
				49,62			

### SEDIMENTAÇÃO - DADOS GERAIS

PESO DO SEDIMENTO ÚMIDO (g)	70,00	DENSÍMETRO Nº	642,7
PESO DO SEDIMENTO SECO (g)	69,97	PROVETA Nº	01
CORREÇÃO DO MENISCO		DEFLOCULANTE	Hexametáfosfato de sódio
		DENSIDADE DOS GRÃOS	2,832

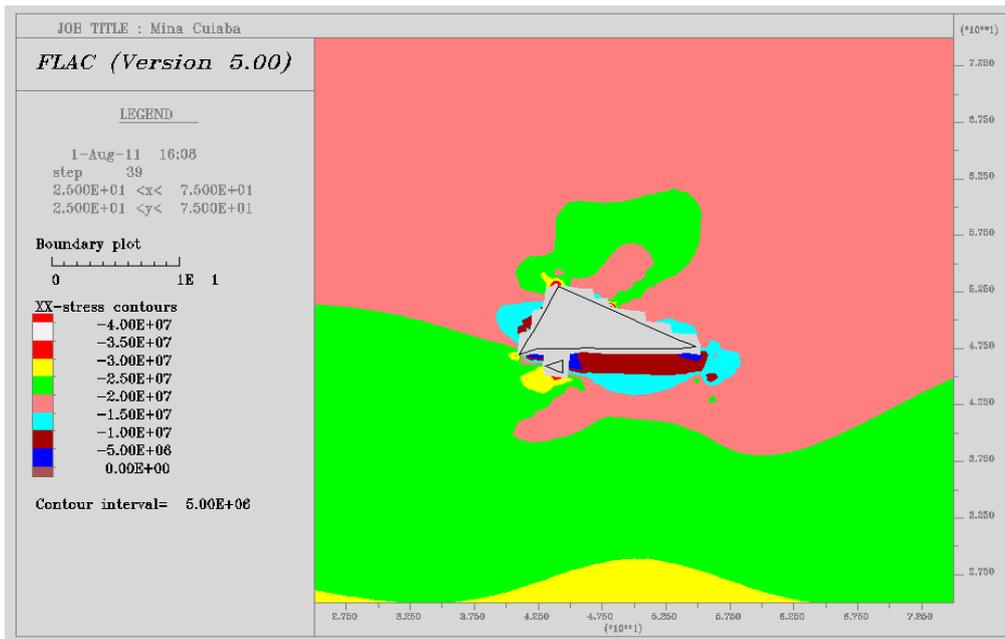
### SEDIMENTAÇÃO

HORA	$\Delta t$ (min)	LEITURA L		TEMPER. (°C)	LEITURA CORRIGIDA MENISCO	DIÂMETRO DOS GRÃOS (mm)	CORREÇÃO CI	LEITURA CORRIGIDA	% FINOS TOTAIS
09:20	15"	27,00	27,00	20,8	0,78	0,095	-2,46	25,32	55,93
09:20	30"	22,00	22,00	20,8	0,78	0,067	-2,46	20,32	44,89
09:21	1'	13,50	13,50	20,8	0,78	0,049	-2,46	11,82	26,11
09:22	2'	8,70	8,70	20,8	0,78	0,036	-2,46	7,02	15,51
09:24	4'	5,50		20,8		0,026	-2,46	3,04	6,72
09:28	8"	4,20		20,8		0,018	-2,46	1,74	3,84
09:35	15'	4,20		20,8		0,013	-2,46	1,74	3,84
09:50	30'	4,20		20,9		0,0095	-2,45	1,75	3,87
10:20	1 h	4,10		20,9		0,0067	-2,45	1,65	3,64
11:20	2 h	4,10		21,7		0,0047	-2,30	1,80	3,98
13:20	4 h	4,00		22,8		0,0033	-2,11	1,89	4,18
17:20	8 h	3,50		22,9		0,0023	-2,09	1,41	3,11
09:20	24h	3,10		21,2		0,0014	-2,40	0,70	1,55

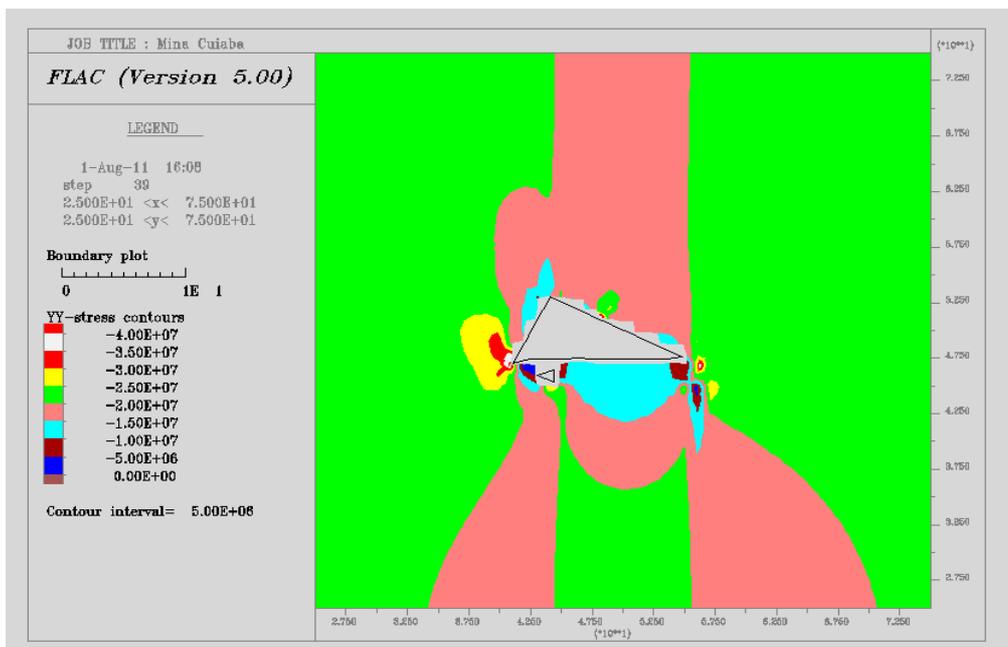
CLIENTE: Anglogold	AMOSTRA:	VISTO: Naim Lopes	Protocolo: 7634
PROJETO:	CB-BF-01	DATA DE INÍCIO: 13/09/10	
LOCAL: Fonte Grande Sul		DATA DE FIM: 17/09/10	



Apêndice B  
Resultados do Modelo 2D



(a)



(b)

Figura - Tensões geradas no maciço na direção xx (a) e yy (b).

Apêndice C  
Programação FLAC *sem Backfill*

## MODELAGEM SEM BACKFILL

;------;  
;                    *mina cuiaba*                    ;  
;------;

*title*

*mina - análise local*

*plot grid surface yellow*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 7 10 20 p0 2.8 0 3.6 p1 0 0 5 p2 2.8 10 3.6 p3 0 0 0 p4 0 10 5  
p5 0 10 0 group x2*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 20 p0 4 0 3 p1 3.6 0 3.2 p2 4 10 3 p3 0 0 0 p4 3.6 10 3.2  
p5 0 10 0 group x2*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 20 p0 3.6 0 3.2 p1 3.2 0 3.4 p2 3.6 10 3.2 p3 0 0 0 p4 3.2  
10 3.4 p5 0 10 0 group x2*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 20 p0 3.2 0 3.4 p1 2.8 0 3.6 p2 3.2 10 3.4 p3 0 0 0 p4 2.8  
10 3.6 p5 0 10 0 group x2*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 8 10 20 p0 10 0 0 p1 4 0 3 p2 10 10 0 p3 0 0 0 p4 4 10 3 p5 0  
10 0 group x2*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 30 p0 4.267 0 3.867 p1 4.667 0 3.667 p2 4.267 10 3.867  
p3 10 0 6 p4 4.667 10 3.667 p5 10*

*10 6 group x1*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 30 p0 5.2 0 3.4 p1 5.6 0 3.2 p2 5.2 10 3.4 p3 10 0 6 p4  
5.6 10 3.2 p5 10 10 6 group xl*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 4 10 30 p0 4.667 0 3.667 p1 5.2 0 3.4 p2 4.667 10 3.667 p3 10  
0 6 p4 5.2 10 3.4 p5 10 10 6*

*group xl*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 30 p0 5.6 0 3.2 p1 6 0 3 p2 5.6 10 3.2 p3 10 0 6 p4 6 10 3  
p5 10 10 6 group xl*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 8 10 30 p0 6 0 3 p1 10 0 1 p2 6 10 3 p3 10 0 6 p4 10 10 1 p5  
10 10 6 group xl*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 4 10 1 p0 4.267 0 3.867 p1 3.8 0 3.4 p2 4.267 10 3.867 p3  
4.667 0 3.667 p4 3.8 10 3.4 p5*

*4.667 10 3.667 p6 4.4 0 3.4 p7 4.4 10 3.4 group bif*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 1 10 1 p0 3.8 0 3.4 p1 3.6 0 3.2 p2 3.8 10 3.4 p3 4.4 0 3.4 p4  
3.6 10 3.2 p5 4.4 10 3.4 p6*

*4.2 0 3.2 p7 4.2 10 3.2 group bif*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 4 10 1 p0 3.867 0 4.067 p1 3.2 0 3.4 p2 3.867 10 4.067 p3  
4.267 0 3.867 p4 3.2 10 3.4 p5*

*4.267 10 3.867 p6 3.8 0 3.4 p7 3.8 10 3.4 group bif*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 1 p0 3.6 0 3.2 p1 3.8 0 3.4 p2 3.6 10 3.2 p3 3.2 0 3.4 p4  
3.8 10 3.4 p5 3.2 10 3.4 group*

*bif*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 4 10 7 p0 0 0 6 p1 0 0 5 p2 0 10 6 p3 3.467 0 4.267 p4 0 10 5  
p5 3.467 10 4.267 p6 2.8 0 3.6*

*p7 2.8 10 3.6 group bif*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 4 10 1 p0 3.467 0 4.267 p1 2.8 0 3.6 p2 3.467 10 4.267 p3  
3.867 0 4.067 p4 2.8 10 3.6 p5*

*3.867 10 4.067 p6 3.2 0 3.4 p7 3.2 10 3.4 group bif*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 8 10 4 p0 4 0 3 p1 10 0 0 p2 4 10 3 p3 6 0 3 p4 10 10 0 p5 6 10  
3 p6 10 0 1 p7 10 10 1 group*

*bif*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 4 10 1 p0 4 0 3 p1 6 0 3 p2 4 10 3 p3 4.2 0 3.2 p4 6 10 3 p5 4.2  
10 3.2 p6 5.6 0 3.2 p7 5.6*

*10 3.2 group bif*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 7 10 30 p0 0 0 6 p1 3.467 0 4.267 p2 0 10 6 p3 10 0 6 p4  
3.467 10 4.267 p5 10 10 6 group x1*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 30 p0 3.467 0 4.267 p1 3.867 0 4.067 p2 3.467 10 4.267  
p3 10 0 6 p4 3.867 10 4.067 p5 10*

*10 6 group x1*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 30 p0 3.867 0 4.067 p1 4.267 0 3.867 p2 3.867 10 4.067  
p3 10 0 6 p4 4.267 10 3.867 p5 10*

*10 6 group x1*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 1 p0 4 0 3 p1 4.2 0 3.2 p2 4 10 3 p3 3.6 0 3.2 p4 4.2 10  
3.2 p5 3.6 10 3.2 group bif*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 4 10 4 p0 4.667 0 3.667 p1 4.4 0 3.4 p2 4.667 10 3.667 p3 5.2  
0 3.4 p4 4.4 10 3.4 p5 5.2 10*

*3.4 group bif*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 4 10 1 p0 4.2 0 3.2 p1 5.6 0 3.2 p2 4.2 10 3.2 p3 4.4 0 3.4 p4  
5.6 10 3.2 p5 4.4 10 3.4 p6*

*5.2 0 3.4 p7 5.2 10 3.4 group bif*

*attach face range z -0.1 6.1*

*plot surf*

*plot cont disp*

*fix x y z range z -0.001 0.001*

*fix x range x -0.001 0.001*

*fix x range x 9.999 10.001*

*fix y range y -0.001 0.001*

*fix y range y 9.999 10.001*

*model mohr*

*def derivekg*

*s\_modx1=e\_mod/(2.0\*(1.0+p\_ratio))*

$b\_modx1 = e\_mod / (3.0 * (1.0 - 2 * p\_ratio))$

*end*

*def kgmax*

$k\_mod = 10 * (b\_modx1 + 4 * s\_modx1 / 3) / az$

*end*

*set e\_mod = 7.2e9 p\_ratio = 0.20*

*deriveKG*

*pro bulk b\_modx1 she s\_modx1 cohesion 3.51e6*

*prop friction 36.2 dilation 30. tension 0.062e6*

*def derivekg*

$s\_modx2 = e\_mod / (2.0 * (1.0 + p\_ratio))$

$b\_modx2 = e\_mod / (3.0 * (1.0 - 2 * p\_ratio))$

*end*

*def kgmax*

$k\_mod = 10 * (b\_modx2 + 4 * s\_modx2 / 3) / az$

*end*

*set e\_mod = 11.4e9 p\_ratio = 0.20*

*deriveKG*

*pro bulk b\_modx2 she s\_modx2 cohesion 4.34e6*

*prop friction 38.31 dilation 30. tension 0.118e6*

*def derivekg*

*s\_modbif=e\_mod/(2.0\*(1.0+p\_ratio))*

*b\_modbif=e\_mod/(3.0\*(1.0-2\*p\_ratio))*

*end*

*def kgmax*

*k\_mod=10\*(b\_modbif + 4\*s\_modbif/3)/az*

*end*

*set e\_mod=30e9 p\_ratio=0.25*

*deriveKG*

*pro bulk b\_modbif she s\_modbif cohesion 14.24e6*

*prop friction 44.09 dilation 30. tension 0.645e6*

*apply sxx -29.4e6 syy -58.8e6 szz -19.9e6*

*hist gp xdisp 6 3 0*

*hist gp xvel 6 3 0*

*hist gp yf 6 3 0*

*hist gp zf 6 3 0*

*plot cont disp*

*solve*

*model null range x 4.4 4.9 y 0 5 z 3.35 3.58*

*model null range x 4.27 5.2 y 0 5 z 3 3.43*

*model null range x 5 5.51 y 0 5 z 3 3.27*

*model null range x 5.5 5.8 y 0 5 z 3 3.17*

*model null range x 4.8 5.08 y 0 5 z 3.4 3.477*

*model null range x 5.155 5.32 y 0 5 z 3.334 3.365*

*model null range x 4.635 4.777 y 0 5 z 3.589 3.638*

*model null range x 4.931 5.148 y 0 5 z 3.47 3.502*

*model null range x 5.08 5.183 y 0 5 z 3.4 3.5*

*model null range x 5.14 5.383 y 0 5 z 3.23 3.4*

*solve*

*model null range x 3.74 4.266 y 0 5 z 3 3.5*

*model null range x 3.989 4.48 y 0 5 z 3.452 3.741*

*solve*

*model null range x 3.34 3.866 y 0 5 z 3.2 3.7*

*model null range x 3.589 4.08 y 0 5 z 3.652 3.941*

*solve*

*model null range x 2.975 3.4 y 0 5 z 3.5 3.87*

*model null range x 3.101 3.723 y 0 5 z 3.9 4.164*

*solve*

*plot create ydisp*

*plot set plane dip 90 dd 90 origin 4.667 4 0*

*plot set rot 15 0 20*

*plot set center 2.5 4.2 4.0*

*plot add bound behind*

*plot add cont ydisp plane*

*plot add axes*

*plot show*

Apêndice D  
Programação FLAC *Backfill* Constante

## MODELAGEM BACKFILL CONSTANTE

;------;  
;                    *mina cuiaba*                    ;  
;------;

*title*

*mina - análise local*

*plot grid surface yellow*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 7 10 20 p0 2.8 0 3.6 p1 0 0 5 p2 2.8 10 3.6 p3 0 0 0 p4 0 10 5  
p5 0 10 0 group x2*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 20 p0 4 0 3 p1 3.6 0 3.2 p2 4 10 3 p3 0 0 0 p4 3.6 10 3.2  
p5 0 10 0 group x2*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 20 p0 3.6 0 3.2 p1 3.2 0 3.4 p2 3.6 10 3.2 p3 0 0 0 p4 3.2  
10 3.4 p5 0 10 0 group x2*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 20 p0 3.2 0 3.4 p1 2.8 0 3.6 p2 3.2 10 3.4 p3 0 0 0 p4 2.8  
10 3.6 p5 0 10 0 group x2*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 8 10 20 p0 10 0 0 p1 4 0 3 p2 10 10 0 p3 0 0 0 p4 4 10 3 p5 0  
10 0 group x2*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 30 p0 4.267 0 3.867 p1 4.667 0 3.667 p2 4.267 10 3.867  
p3 10 0 6 p4 4.667 10 3.667 p5 10*

*10 6 group x1*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 30 p0 5.2 0 3.4 p1 5.6 0 3.2 p2 5.2 10 3.4 p3 10 0 6 p4  
5.6 10 3.2 p5 10 10 6 group xl*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 4 10 30 p0 4.667 0 3.667 p1 5.2 0 3.4 p2 4.667 10 3.667 p3 10  
0 6 p4 5.2 10 3.4 p5 10 10 6*

*group xl*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 30 p0 5.6 0 3.2 p1 6 0 3 p2 5.6 10 3.2 p3 10 0 6 p4 6 10 3  
p5 10 10 6 group xl*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 8 10 30 p0 6 0 3 p1 10 0 1 p2 6 10 3 p3 10 0 6 p4 10 10 1 p5  
10 10 6 group xl*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 4 10 1 p0 4.267 0 3.867 p1 3.8 0 3.4 p2 4.267 10 3.867 p3  
4.667 0 3.667 p4 3.8 10 3.4 p5*

*4.667 10 3.667 p6 4.4 0 3.4 p7 4.4 10 3.4 group bif*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 1 10 1 p0 3.8 0 3.4 p1 3.6 0 3.2 p2 3.8 10 3.4 p3 4.4 0 3.4 p4  
3.6 10 3.2 p5 4.4 10 3.4 p6*

*4.2 0 3.2 p7 4.2 10 3.2 group bif*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 4 10 1 p0 3.867 0 4.067 p1 3.2 0 3.4 p2 3.867 10 4.067 p3  
4.267 0 3.867 p4 3.2 10 3.4 p5*

*4.267 10 3.867 p6 3.8 0 3.4 p7 3.8 10 3.4 group bif*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 1 p0 3.6 0 3.2 p1 3.8 0 3.4 p2 3.6 10 3.2 p3 3.2 0 3.4 p4  
3.8 10 3.4 p5 3.2 10 3.4 group*

*bif*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 4 10 7 p0 0 0 6 p1 0 0 5 p2 0 10 6 p3 3.467 0 4.267 p4 0 10 5  
p5 3.467 10 4.267 p6 2.8 0 3.6*

*p7 2.8 10 3.6 group bif*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 4 10 1 p0 3.467 0 4.267 p1 2.8 0 3.6 p2 3.467 10 4.267 p3  
3.867 0 4.067 p4 2.8 10 3.6 p5*

*3.867 10 4.067 p6 3.2 0 3.4 p7 3.2 10 3.4 group bif*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 8 10 4 p0 4 0 3 p1 10 0 0 p2 4 10 3 p3 6 0 3 p4 10 10 0 p5 6 10  
3 p6 10 0 1 p7 10 10 1 group*

*bif*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 4 10 1 p0 4 0 3 p1 6 0 3 p2 4 10 3 p3 4.2 0 3.2 p4 6 10 3 p5 4.2  
10 3.2 p6 5.6 0 3.2 p7 5.6*

*10 3.2 group bif*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 7 10 30 p0 0 0 6 p1 3.467 0 4.267 p2 0 10 6 p3 10 0 6 p4  
3.467 10 4.267 p5 10 10 6 group x1*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 30 p0 3.467 0 4.267 p1 3.867 0 4.067 p2 3.467 10 4.267  
p3 10 0 6 p4 3.867 10 4.067 p5 10*

*10 6 group x1*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 30 p0 3.867 0 4.067 p1 4.267 0 3.867 p2 3.867 10 4.067  
p3 10 0 6 p4 4.267 10 3.867 p5 10*

*10 6 group x1*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 1 p0 4 0 3 p1 4.2 0 3.2 p2 4 10 3 p3 3.6 0 3.2 p4 4.2 10  
3.2 p5 3.6 10 3.2 group bif*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 4 10 4 p0 4.667 0 3.667 p1 4.4 0 3.4 p2 4.667 10 3.667 p3 5.2  
0 3.4 p4 4.4 10 3.4 p5 5.2 10*

*3.4 group bif*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 4 10 1 p0 4.2 0 3.2 p1 5.6 0 3.2 p2 4.2 10 3.2 p3 4.4 0 3.4 p4  
5.6 10 3.2 p5 4.4 10 3.4 p6*

*5.2 0 3.4 p7 5.2 10 3.4 group bif*

*attach face range z -0.1 6.1*

*plot surf*

*plot cont disp*

*fix x y z range z -0.001 0.001*

*fix x range x -0.001 0.001*

*fix x range x 9.999 10.001*

*fix y range y -0.001 0.001*

*fix y range y 9.999 10.001*

*model mohr*

*def derivekg*

*s\_modx1=e\_mod/(2.0\*(1.0+p\_ratio))*

$b\_modx1 = e\_mod / (3.0 * (1.0 - 2 * p\_ratio))$

*end*

*def kgmax*

$k\_mod = 10 * (b\_modx1 + 4 * s\_modx1 / 3) / az$

*end*

*set e\_mod = 7.2e9 p\_ratio = 0.20*

*deriveKG*

*pro bulk b\_modx1 she s\_modx1 cohesion 3.51e6*

*prop friction 36.2 dilation 30. tension 0.062e6*

*def derivekg*

$s\_modx2 = e\_mod / (2.0 * (1.0 + p\_ratio))$

$b\_modx2 = e\_mod / (3.0 * (1.0 - 2 * p\_ratio))$

*end*

*def kgmax*

$k\_mod = 10 * (b\_modx2 + 4 * s\_modx2 / 3) / az$

*end*

*set e\_mod = 11.4e9 p\_ratio = 0.20*

*deriveKG*

*pro bulk b\_modx2 she s\_modx2 cohesion 4.34e6*

*prop friction 38.31 dilation 30. tension 0.118e6*

*def derivekg*

*s\_modbif=e\_mod/(2.0\*(1.0+p\_ratio))*

*b\_modbif=e\_mod/(3.0\*(1.0-2\*p\_ratio))*

*end*

*def kgmax*

*k\_mod=10\*(b\_modbif + 4\*s\_modbif/3)/az*

*end*

*set e\_mod=30e9 p\_ratio=0.25*

*deriveKG*

*pro bulk b\_modbif she s\_modbif cohesion 14.24e6*

*prop friction 44.09 dilation 30. tension 0.645e6*

*apply sxx -29.4e6 syy -58.8e6 szz -19.9e6*

*hist gp xdisp 6 3 0*

*hist gp xvel 6 3 0*

*hist gp yf 6 3 0*

*hist gp zf 6 3 0*

*plot cont disp*

*solve*

*model null range x 4.4 4.9 y 0 5 z 3.35 3.58*

*model null range x 4.27 5.2 y 0 5 z 3 3.43*

*model null range x 5 5.51 y 0 5 z 3 3.27*

*model null range x 5.5 5.8 y 0 5 z 3 3.17*

*model null range x 4.8 5.08 y 0 5 z 3.4 3.477*

*model null range x 5.155 5.32 y 0 5 z 3.334 3.365*

*model null range x 4.635 4.777 y 0 5 z 3.589 3.638*

*model null range x 4.931 5.148 y 0 5 z 3.47 3.502*

*model null range x 5.08 5.183 y 0 5 z 3.4 3.5*

*model null range x 5.14 5.383 y 0 5 z 3.23 3.4*

*solve*

*model null range x 3.74 4.266 y 0 5 z 3 3.5*

*model null range x 3.989 4.48 y 0 5 z 3.452 3.741*

*solve*

*model mohr range x 3.748 5.729 y 0 5 z 3.051 3.114*

*model mohr range x 3.717 4.115 y 0 5 z 3 3.206*

*def derivekg*

*s\_mod1=e\_mod/(2.0\*(1.0+p\_ratio))*

*b\_mod1=e\_mod/(3.0\*(1.0-2\*p\_ratio))*

*end*

*def kgmax*

*k\_mod=10\*(b\_mod1 + 4\*s\_mod1/3)/az*

*end*

*set e\_mod=0.3e9 p\_ratio=0.3*

*deriveKG*

*pro bulk b\_mod1 she s\_mod1 friction 30 cohesion 3.51e6*

*solve*

*model null range x 3.34 3.866 y 0 5 z 3.2 3.7*

*model null range x 3.589 4.08 y 0 5 z 3.652 3.941*

*solve*

*model mohr range x 5.14 5.383 y 0 5 z 3.23 3.4*

*model mohr range x 3.722 5.12 y 0 5 z 3.23 3.32*

*model mohr range x 3.386 3.7 y 0 5 z 3.246 3.38*

*def derivekg*

*s\_mod5=e\_mod/(2.0\*(1.0+p\_ratio))*

*b\_mod5=e\_mod/(3.0\*(1.0-2\*p\_ratio))*

*end*

*def kgmax*

*k\_mod=10\*(b\_mod5 + 4\*s\_mod5/3)/az*

*end*

*set e\_mod=0.3e9 p\_ratio=0.3*

*solve*

*model null range x 2.975 3.4 y 0 5 z 3.5 3.87*

*model null range x 3.101 3.723 y 0 5 z 3.9 4.164*

*solve*

*plot create ydisp*

*plot set plane dip 90 dd 90 origin 4.667 4 0*

*plot set rot 15 0 20*

*plot set center 2.5 4.2 4.0*

*plot add bound behind*

*plot add cont ydisp plane*

*plot add axes*

*plot show*

Apêndice E  
Programação FLAC *Backfill* Variável

## MODELAGEM *BACKFILL* VARIÁVEL

;-----;  
;                    *mina cuiaba*                    ;  
;-----;

*title*

*mina - análise local*

*plot grid surface yellow*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 7 10 20 p0 2.8 0 3.6 p1 0 0 5 p2 2.8 10 3.6 p3 0 0 0 p4 0 10 5  
p5 0 10 0 group x2*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 20 p0 4 0 3 p1 3.6 0 3.2 p2 4 10 3 p3 0 0 0 p4 3.6 10 3.2  
p5 0 10 0 group x2*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 20 p0 3.6 0 3.2 p1 3.2 0 3.4 p2 3.6 10 3.2 p3 0 0 0 p4 3.2  
10 3.4 p5 0 10 0 group x2*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 20 p0 3.2 0 3.4 p1 2.8 0 3.6 p2 3.2 10 3.4 p3 0 0 0 p4 2.8  
10 3.6 p5 0 10 0 group x2*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 8 10 20 p0 10 0 0 p1 4 0 3 p2 10 10 0 p3 0 0 0 p4 4 10 3 p5 0  
10 0 group x2*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 30 p0 4.267 0 3.867 p1 4.667 0 3.667 p2 4.267 10 3.867  
p3 10 0 6 p4 4.667 10 3.667 p5 10*

*10 6 group x1*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 30 p0 5.2 0 3.4 p1 5.6 0 3.2 p2 5.2 10 3.4 p3 10 0 6 p4  
5.6 10 3.2 p5 10 10 6 group xl*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 4 10 30 p0 4.667 0 3.667 p1 5.2 0 3.4 p2 4.667 10 3.667 p3 10  
0 6 p4 5.2 10 3.4 p5 10 10 6*

*group xl*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 30 p0 5.6 0 3.2 p1 6 0 3 p2 5.6 10 3.2 p3 10 0 6 p4 6 10 3  
p5 10 10 6 group xl*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 8 10 30 p0 6 0 3 p1 10 0 1 p2 6 10 3 p3 10 0 6 p4 10 10 1 p5  
10 10 6 group xl*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 4 10 1 p0 4.267 0 3.867 p1 3.8 0 3.4 p2 4.267 10 3.867 p3  
4.667 0 3.667 p4 3.8 10 3.4 p5*

*4.667 10 3.667 p6 4.4 0 3.4 p7 4.4 10 3.4 group bif*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 1 10 1 p0 3.8 0 3.4 p1 3.6 0 3.2 p2 3.8 10 3.4 p3 4.4 0 3.4 p4  
3.6 10 3.2 p5 4.4 10 3.4 p6*

*4.2 0 3.2 p7 4.2 10 3.2 group bif*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 4 10 1 p0 3.867 0 4.067 p1 3.2 0 3.4 p2 3.867 10 4.067 p3  
4.267 0 3.867 p4 3.2 10 3.4 p5*

*4.267 10 3.867 p6 3.8 0 3.4 p7 3.8 10 3.4 group bif*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 1 p0 3.6 0 3.2 p1 3.8 0 3.4 p2 3.6 10 3.2 p3 3.2 0 3.4 p4  
3.8 10 3.4 p5 3.2 10 3.4 group*

*bif*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 4 10 7 p0 0 0 6 p1 0 0 5 p2 0 10 6 p3 3.467 0 4.267 p4 0 10 5  
p5 3.467 10 4.267 p6 2.8 0 3.6*

*p7 2.8 10 3.6 group bif*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 4 10 1 p0 3.467 0 4.267 p1 2.8 0 3.6 p2 3.467 10 4.267 p3  
3.867 0 4.067 p4 2.8 10 3.6 p5*

*3.867 10 4.067 p6 3.2 0 3.4 p7 3.2 10 3.4 group bif*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 8 10 4 p0 4 0 3 p1 10 0 0 p2 4 10 3 p3 6 0 3 p4 10 10 0 p5 6 10  
3 p6 10 0 1 p7 10 10 1 group*

*bif*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 4 10 1 p0 4 0 3 p1 6 0 3 p2 4 10 3 p3 4.2 0 3.2 p4 6 10 3 p5 4.2  
10 3.2 p6 5.6 0 3.2 p7 5.6*

*10 3.2 group bif*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 7 10 30 p0 0 0 6 p1 3.467 0 4.267 p2 0 10 6 p3 10 0 6 p4  
3.467 10 4.267 p5 10 10 6 group x1*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 30 p0 3.467 0 4.267 p1 3.867 0 4.067 p2 3.467 10 4.267  
p3 10 0 6 p4 3.867 10 4.067 p5 10*

*10 6 group x1*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 30 p0 3.867 0 4.067 p1 4.267 0 3.867 p2 3.867 10 4.067  
p3 10 0 6 p4 4.267 10 3.867 p5 10*

*10 6 group x1*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 1 10 1 p0 4 0 3 p1 4.2 0 3.2 p2 4 10 3 p3 3.6 0 3.2 p4 4.2 10  
3.2 p5 3.6 10 3.2 group bif*

*gen zone wedge ratio 1 1 1 size 4 10 4 p0 4.667 0 3.667 p1 4.4 0 3.4 p2 4.667 10 3.667 p3 5.2  
0 3.4 p4 4.4 10 3.4 p5 5.2 10*

*3.4 group bif*

*gen zone brick ratio 1 1 1 size 4 10 1 p0 4.2 0 3.2 p1 5.6 0 3.2 p2 4.2 10 3.2 p3 4.4 0 3.4 p4  
5.6 10 3.2 p5 4.4 10 3.4 p6*

*5.2 0 3.4 p7 5.2 10 3.4 group bif*

*attach face range z -0.1 6.1*

*plot surf*

*plot cont disp*

*fix x y z range z -0.001 0.001*

*fix x range x -0.001 0.001*

*fix x range x 9.999 10.001*

*fix y range y -0.001 0.001*

*fix y range y 9.999 10.001*

*model mohr*

*def derivekg*

*s\_modx1=e\_mod/(2.0\*(1.0+p\_ratio))*

$b\_modx1 = e\_mod / (3.0 * (1.0 - 2 * p\_ratio))$

*end*

*def kgmax*

$k\_mod = 10 * (b\_modx1 + 4 * s\_modx1 / 3) / az$

*end*

*set e\_mod = 7.2e9 p\_ratio = 0.20*

*deriveKG*

*pro bulk b\_modx1 she s\_modx1 cohesion 3.51e6*

*prop friction 36.2 dilation 30. tension 0.062e6*

*def derivekg*

$s\_modx2 = e\_mod / (2.0 * (1.0 + p\_ratio))$

$b\_modx2 = e\_mod / (3.0 * (1.0 - 2 * p\_ratio))$

*end*

*def kgmax*

$k\_mod = 10 * (b\_modx2 + 4 * s\_modx2 / 3) / az$

*end*

*set e\_mod = 11.4e9 p\_ratio = 0.20*

*deriveKG*

*pro bulk b\_modx2 she s\_modx2 cohesion 4.34e6*

*prop friction 38.31 dilation 30. tension 0.118e6*

*def derivekg*

*s\_modbif=e\_mod/(2.0\*(1.0+p\_ratio))*

*b\_modbif=e\_mod/(3.0\*(1.0-2\*p\_ratio))*

*end*

*def kgmax*

*k\_mod=10\*(b\_modbif + 4\*s\_modbif/3)/az*

*end*

*set e\_mod=30e9 p\_ratio=0.25*

*deriveKG*

*pro bulk b\_modbif she s\_modbif cohesion 14.24e6*

*prop friction 44.09 dilation 30. tension 0.645e6*

*apply sxx -29.4e6 syy -58.8e6 szz -19.9e6*

*hist gp xdisp 6 3 0*

*hist gp xvel 6 3 0*

*hist gp yf 6 3 0*

*hist gp zf 6 3 0*

*plot cont disp*

*solve*

*model null range x 4.4 4.9 y 0 5 z 3.35 3.58*

*model null range x 4.27 5.2 y 0 5 z 3 3.43*

*model null range x 5 5.51 y 0 5 z 3 3.27*

*model null range x 5.5 5.8 y 0 5 z 3 3.17*

*model null range x 4.8 5.08 y 0 5 z 3.4 3.477*

*model null range x 5.155 5.32 y 0 5 z 3.334 3.365*

*model null range x 4.635 4.777 y 0 5 z 3.589 3.638*

*model null range x 4.931 5.148 y 0 5 z 3.47 3.502*

*model null range x 5.08 5.183 y 0 5 z 3.4 3.5*

*model null range x 5.14 5.383 y 0 5 z 3.23 3.4*

*solve*

*model null range x 3.74 4.266 y 0 5 z 3 3.5*

*model null range x 3.989 4.48 y 0 5 z 3.452 3.741*

*solve*

*model mohr range x 3.748 5.729 y 0 5 z 3.051 3.114*

*model mohr range x 3.717 4.115 y 0 5 z 3 3.206*

*def derivekg*

*s\_mod1=e\_mod/(2.0\*(1.0+p\_ratio))*

*b\_mod1=e\_mod/(3.0\*(1.0-2\*p\_ratio))*

*end*

*def kgmax*

*k\_mod=10\*(b\_mod1 + 4\*s\_mod1/3)/az*

*end*

*set e\_mod=0.3e9 p\_ratio=0.3*

*deriveKG*

*pro bulk b\_mod1 she s\_mod1 friction 30 cohesion 3.51e6*

*solve*

*model null range x 3.34 3.866 y 0 5 z 3.2 3.7*

*model null range x 3.589 4.08 y 0 5 z 3.652 3.941*

*solve*

*model mohr range x 5.14 5.383 y 0 5 z 3.23 3.4*

*model mohr range x 3.722 5.12 y 0 5 z 3.23 3.32*

*model mohr range x 3.386 3.7 y 0 5 z 3.246 3.38*

*def derivekg*

*s\_mod5=e\_mod/(2.0\*(1.0+p\_ratio))*

*b\_mod5=e\_mod/(3.0\*(1.0-2\*p\_ratio))*

*end*

*def kgmax*

*k\_mod=10\*(b\_mod5 + 4\*s\_mod5/3)/az*

*end*

*set e\_mod=0.3e9 p\_ratio=0.3*

*deriveKG*

*pro bulk b\_mod5 she s\_mod5 friction 30 range x 5.14 5.383 y 0 5 z 3.23 3.4*

*pro bulk b\_mod5 she s\_mod5 friction 30 range x 3.722 5.12 y 0 5 z 3.23 3.32*

*pro bulk b\_mod5 she s\_mod5 friction 30 range x 3.386 3.7 y 0 5 z 3.246 3.38*

*def derivekg*

*s\_mod4=e\_mod/(2.0\*(1.0+p\_ratio))*

*b\_mod4=e\_mod/(3.0\*(1.0-2\*p\_ratio))*

*end*

*def kgmax*

*k\_mod=10\*(b\_mod4 + 4\*s\_mod4/3)/az*

*end*

*set e\_mod=0.5e9 p\_ratio=0.3*

*deriveKG*

*pro bulk b\_mod4 she s\_mod4 friction 30 range x 3.748 5.729 y 0 5 z 3.051 3.114*

*pro bulk b\_mod4 she s\_mod4 friction 30 range x 3.717 4.115 y 0 5 z 3 3.206*

*plot cont disp*

*solve*

*model null range x 2.975 3.4 y 0 5 z 3.5 3.87*

*model null range x 3.101 3.723 y 0 5 z 3.9 4.164*

*solve*

*plot create ydisp*

*plot set plane dip 90 dd 90 origin 4.667 4 0*

*plot set rot 15 0 20*

*plot set center 2.5 4.2 4.0*

*plot add bound behind*

*plot add cont ydisp plane*

*plot add axes*

*plot show*

Apêndice F  
Programação da Frente de Escavação 3D

## MODELAGEM DE UMA FRENTE DE ESCAVAÇÃO EM 3D

```
;-----  
;      Efeitos da frente de escavação  
;-----  
new  
  
title  
  
Efeitos da frente de escavação  
  
gen zone radcyl dim 7 7 7 7 p0 0 0 0 p1 35 0 0 p2 0 50 0 p3 0 0 35 rat 1 1 1 1.1 &  
  
size 30 30 15 15 fill group tunnel  
  
group section1 range y 0 25 group tunnel  
  
model elas  
  
def derivekg  
  
s_mod=e_mod/(2.0*(1.0+p_ratio))  
  
b_mod=e_mod/(3.0*(1.0-2*p_ratio))  
  
end  
  
def kgmax  
  
k_mod=10*(b_mod + 4*s_mod/3)/az  
  
end
```

*set e\_mod=7.2e9 p\_ratio=0.20*

*deriveKG*

*pro bulk b\_mod she s\_mod*

*ini sxx -19.6e6 syy -19.6e6 szz -19.6e6*

*fix x range x -0.001 0.001*

*fix y range y -0.001 0.001*

*fix x y z range z -0.001 0.001*

*fix x range x 34.999 35.001*

*fix y range y 49.999 50.001*

*hist id=1 unbal*

*step 100*

*ini xdis 0 ydis 0 zdisp 0*

*mod null range group section1*

*step 100*

*save deslocamentos.sav*

*plot cont disp*

*pause*

*plot cont zdisp*

*pause*

*plot cont xdisp*

*pause*

*plot create Dispx*

*plot set plane dip 90 dd 0 origin 0 25 0*

*plot add cont xdisp plane*

*plot show*