

**Ministério da Educação  
Universidade Federal do Rio Grande do Sul  
Escola de Engenharia**

**Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais  
PPGE3M**

**ANÁLISE DE RUPTURAS DO TETO  
IMEDIATO EM MINA DE CARVÃO,  
CAMADA BARRO BRANCO**

**Gabriel Augusto Tôrres Pinto**

**DISSERTAÇÃO PARA OBTENÇÃO DO  
TÍTULO DE MESTRE EM ENGENHARIA**

**Porto Alegre, RS**

**2018**

**Ministério da Educação  
Universidade Federal do Rio Grande do Sul**

**ESCOLA DE ENGENHARIA**

**Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais  
PPGE3M**

**ANÁLISE DE RUPTURAS DO TETO  
IMEDIATO EM MINA DE CARVÃO,  
CAMADA BARRO BRANCO**

**Gabriel Augusto Tôrres Pinto  
Engenheiro Geólogo**

Trabalho realizado no Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Engenharia da UFRGS, dentro do Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais – PPGE3M, como parte dos requisitos para a obtenção do título de Mestre em Engenharia

Área de Concentração: Tecnologia Mineral

**Porto Alegre, RS**

**2018**



Esta dissertação foi julgada para obtenção do Título de Mestre em Engenharia, área de concentração Tecnologia Mineral/Ambiental e Metalurgia Extrativa, pelo Orientador e pela Banca Examinadora do Curso de Pós-Graduação.

**Prof. Dr. André Cezar Zingano**  
**Orientador**

**Banca Examinadora**

**Prof. Dr. Jorge Dariano Gavronski**

**Prof. Dr. Paulo Salvadoretti**

**Prof. Dr. Roberto Heemann**

**Prof. Dr. Carlos Pérez Bergmann**  
**Coordenador do PPGE3M**

“Construir uma cultura de prevenção não é fácil. Os custos da prevenção devem ser pagos no presente, e seus benefícios estão em um futuro distante. Ainda mais que os benefícios não são tangíveis e se referem aos desastres que não acontecerão.”

Kofi Annan

À minha família e amigos, em especial mãe,  
pelo amor, carinho e incentivo.

## SUMÁRIO

<b>1.0</b>	<b>INTRODUÇÃO</b>	15
1.1	HISTÓRICO DO PROBLEMA E A IMPORTÂNCIA DO ESTUDO	15
1.2	OBJETIVOS E METAS	18
1.3	ORGANIZAÇÃO DA DISSERTAÇÃO	18
1.4	METODOLOGIA	19
1.4.1	<i>Fundamentação Teórica</i>	20
1.4.2	<i>Coleta de Dados</i>	20
1.4.3	<i>Classificação do Teto Imediato</i>	22
1.4.4	<i>Dimensionamento dos Tirantes</i>	22
1.4.5	<i>Análise Numérica</i>	23
1.4.6	<i>Discussões</i>	25
1.4.7	<i>Considerações Finais</i>	25
<b>2.0</b>	<b>FUNDAMENTAÇÕES TEÓRICAS</b>	26
2.1	DISTRIBUIÇÃO DE TENSÕES EM ESCAVAÇÕES SUBTERRÂNEAS	26
2.1.1	<i>Tensões Verticais</i>	28
2.1.2	<i>Tensões Horizontais</i>	29
2.1	RUPTURAS DE TETO EM MINAS DE CARVÃO	29
2.1.1	<i>Campo de tensões</i>	31
2.1.2	<i>Características Geológicas</i>	33
2.1.3	<i>Causas Operacionais</i>	38
2.2	MECANISMOS DE SUPORTE SUBTERRÂNEO EM MINAS DE CARVÃO	39
2.2.1	<i>Suporte simples</i>	41
2.2.2	<i>Suportes Complementares</i>	41
2.2.3	<i>Efeito Suspensão</i>	42
2.2.4	<i>Efeito Viga</i>	43
2.2.5	<i>Diferenças entre Efeito viga e Suspensão</i>	45
2.3	TIPOS DE SUPORTES SUBTERRÂNEOS - TIRANTES	49
2.3.1	<i>Tirantes Ancorados Mecanicamente</i>	49
2.3.2	<i>Tirantes Ancorados em Coluna Pontual (Pointed Anchor)</i>	50
2.3.3	<i>Tirantes Ancorados em Coluna Total (Fully Grouted)</i>	51
2.4	SISTEMAS DE CLASSIFICAÇÃO DE MACIÇOS ROCHOSOS	52
2.4.1	<i>RMR clássico</i>	53
2.4.2	<i>RMR retro</i>	57
2.5	DIMENSIONAMENTO DE SUPORTES SUBTERRÂNEOS – EFEITO VIGA	58
2.5.1	<i>Altura de Carregamento</i>	58
2.5.2	<i>Comprimento dos Tirantes</i>	59
2.5.3	<i>Pressão nos Tirantes</i>	59
2.5.4	<i>Fator de Segurança</i>	60
2.6	DIMENSIONAMENTO DE SUPORTES SUBTERRÂNEOS – EFEITO SUSPENSÃO	60
2.6.1	<i>Altura de Carregamento</i>	61
2.6.2	<i>Comprimento dos Tirantes</i>	61
2.6.3	<i>Pressão nos Tirantes</i>	61
2.6.4	<i>Fator de Segurança</i>	62
2.7	MÉTODO DOS ELEMENTOS FINITOS – SOFTWARE PHASE® 2	62
2.7.1	<i>Crítério de Ruptura Hoek &amp; Brown Generalizado</i>	63
2.7.2	<i>Parâmetros Analisados</i>	68
<b>3.0</b>	<b>ESTUDO DE CASO</b>	69
3.1	GEOLOGIA REGIONAL	69

3.2	MÉTODO DE LAVRA.....	72
3.3	SISTEMA DE SUPORTE PADRÃO.....	73
3.4	DADOS COLETADOS.....	75
3.4.1	<i>Idade da Escavação</i> .....	76
3.4.2	<i>Profundidade</i> .....	76
3.4.2	<i>Suporte Utilizado</i> .....	76
3.4.3	<i>Largura da Escavação</i> .....	77
3.4.4	<i>Altura de Caimento</i> .....	78
3.4.6	<i>Presença de água</i> .....	80
3.4.7	<i>Mistura de Resina nos Tirantes</i> .....	80
3.4.8	<i>Sondagem Vertical</i> .....	80
3.5	CLASSIFICAÇÃO DO TETO IMEDIATO.....	81
3.5.1	<i>Classificação RMR clássico</i> .....	81
3.5.2	<i>Classificação RMR retro</i> .....	84
3.6	DIMENSIONAMENTO DOS SUPORTES SUBTERRÂNEOS.....	84
3.6.1	<i>RMR clássico</i> .....	85
3.6.2	<i>RMR retro</i> .....	86
3.7	SIMULAÇÃO COMPUTACIONAL.....	87
3.7.1	<i>Configurações de projeto (Project Settings)</i> .....	87
3.7.2	<i>Definição do campo de tensões (Field Stress)</i> .....	87
3.7.3	<i>Configuração geométrica (Add Excavation)</i> .....	88
3.7.4	<i>Aplicação dos Materiais (Material Properties)</i> .....	89
3.7.5	<i>Descontinuidades (Joints)</i> .....	90
3.7.6	<i>Aplicação dos Suportes (Supports)</i> .....	90
3.7.7	<i>Discretização/Computação (Discretize/Compute)</i> .....	91
3.7.8	<i>Interpretação (Interpret)</i> .....	92
4.0	ANÁLISE DOS RESULTADOS.....	95
5.0	CONCLUSÕES.....	103
5.1	CONSIDERAÇÕES FINAIS.....	103
5.2	RECOMENDAÇÕES E ESTUDOS FUTUROS.....	104
6.0	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	107

## ANEXOS

**Anexo 01 - Planilha de Campo**

**Anexo 02 - Descrição Furo FT – 01**

**Anexo 03 - Dados Coletados em Campo**

**Anexo 04 - Descrição Furo FT – 02**

**Anexo 05 – Arquivo de Dados Simulação Numérica**

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 - Fluxograma demonstrativo da sequência de trabalho aplicada. ....	20
Figura 2 - Ilustração de ruptura de teto e indicação dos parâmetros coletados <i>in situ</i> . ....	21
Figura 3 - Fluxograma identificando os tipos de tensões existentes nos maciços rochosos. ....	26
Figura 4 - Trajetórias das tensões principais (horizontal e vertical) no entorno da escavação. ....	27
Figura 5 - Gráfico de correlação linear entre a tensão vertical e a profundidade. ....	28
Figura 6 - Fotografia de ruptura total do teto imediato em mina de carvão subterrânea. ....	30
Figura 7 - Seção geológica indicando a influência do relevo nas tensões <i>in situ</i> ; (B) Efeito das tensões regionais no maciço rochoso. ....	31
Figura 8 - Mapa topográfico associado a planta da mina com indicações dos locais de ruptura. ....	32
Figura 9 - Perfil geológico ilustrando o efeito das tensões induzida. ....	33
Figura 10 - Sequência de teto com respectivos índices de qualidade da rocha em função da ancoragem dos tirantes. ....	34
Figura 11 - (A) Ilustração esquemática representando o teto imediato composto por rochas fracas, retirado e; (B) Fotografia da queda das de rochas fracas em mina. ....	34
Figura 12 – (A) Figura ilustrativa da delaminação do teto imediato entre os tirantes; retirado e (B) Fotografia da delaminação das rochas em volta do tirante. ....	35
Figura 13 - (A) Ruptura do teto imediato devido a presença de rochas laminadas sob tensões horizontais; (B) Fotografia da ruptura de teto composto por rochas laminadas. ....	36
Figura 14 - Arqueamento das camadas dirigidas pela força da gravidade e aberturas de fraturas de tração no centro da galeria; (B) Fotografia da fratura de tração. ....	37
Figura 15 - (A) perfil geológico ilustrativo dos nódulos de concreção; (B) fotografia da queda de nódulos. ....	37
Figura 16 - (A) Perfil geológico ilustrando a formação de locos pela presença de juntas no maciço. (B) Fotografia de galeria com descontinuidades. ....	38
Figura 17 - Comparação entre tirantes instalados corretamente e incorretamente devido ao <i>gloving effect</i> . ....	39
Figura 18 - Gráfico de fatalidades causadas por quedas de teto/horas trabalhadas durante o século XX. ....	40
Figura 19 – (A) Suporte simples, (B) efeito suspensão; (C) efeito viga; (D) suporte adicional. ....	41
Figura 20 - Tirante ancorado pontualmente, por ancoragem mecânica ou por resina. ....	42

Figura 21- Relação entre os materiais envolvidos na ancoragem a de tirantes subterrâneos.....	43
Figura 22 - Esquema de contenção de deslocamentos, à esquerda contenção axial, à direita contenção lateral de movimento.....	45
Figura 23 - Gráfico comparativo comportamental da deformação em função da ancoragem coluna pontual e em coluna total.....	47
Figura 24- Simulações computacionais do comportamento das tensões principais, no teto imediato.....	48
Figura 25- Ilustração esquemática de tirante ancorado mecanicamente por cunha de expansão.....	49
Figura 26 - Sequência de instalação de tirantes utilizando resinas de poliéster para a ancoragem do tirante.....	50
Figura 27 - Conjunto de tirante e cartuchos de resina introduzidos no furo, resina pega rápida, com a função de ancoragem e resina pega lenta para preenchimento do furo.....	51
Figura 28 - Ilustração demonstrando a metodologia de calculo de RQD.....	55
Figura 29 - Testemunhos de sondagem (FT-01) do teto imediato, Mina João Sônego.....	55
Figura 30 - Altura de carregamento da galeria (Ht), estimada através da relação entre qualidade de rocha (RMR) e comprimento da galeria (L).....	59
Figura 31 - Sequência de trabalho utilizado método dos elementos finitos.....	63
Figura 32 - Correlação linear entre dados de classificação GSI e RMR.....	67
Figura 33 - Mapa geológico simplificado da Bacia Sedimentar do Paraná.....	69
Figura 34 - Carta Estratigráfica da Bacia do Paraná.....	70
Figura 35 - Coluna estratigráfica com o intervalo das camadas de carvão exploráveis.....	71
Figura 36 - Mapa regional ilustrando as principais famílias de fraturas.....	72
Figura 37 - Ciclo de operações na extração subterrânea de carvão mineral.....	73
Figura 38 - Fotografia de testemunhos de sondagem: (R), início da coluna de resina; (P), ancoragem final do tirante; (C1), contato entre as unidades 1 e 2; (C2), contato entre as unidades 2 e 3.....	74
Figura 39 - Perfil geológico representando a interação da geologia do teto imediato e o mecanismo de contenção, desenho representa relações de tamanho proporcionais.....	75
Figura 40- Planta de localização dos pontos de rupturas estudados.....	76
Figura 41 - Planta da malha de suportes subterrâneos aplicados na lavra.....	77
Figura 42 - Planta das curvas isópacas (metros) da unidade 1 no painel de lavra em estudo.....	79
Figura 43 - Perfil geológico (furo FT – 02) representando as espessuras das camadas que compõe o teto imediato, dados obtidos pelo furo realizado no painel em estudo, contato entre as unidades 1 e 2 (C1).....	80
Figura 44 - Fotografia de testemunhos de sondagem (FT – 2): R, início da coluna de resina; P, ancoragem final do tirante; C1, contato entre as unidades 1 e 2.....	81

Figura 45 - (A) Caixa com testemunhos de sondagem, furo FT 02; (B) Corpos de prova utilizados no ensaio de compressão uniaxial.....	82
Figura 46 - Configuração geométrica, em metros, utilizada no modelo representativo das galerias da mina de carvão em estudo. ....	88
Figura 47 - Modelo computacional interpretativo da situação da escavação sem suporte. ....	92
Figura 48 - (A) Efeito suspensão entre camada forte (unidade 2) e camada fraca (unidade 1); (B) Efeito suspensão dentro da camada fraca. ....	96

## ÍNDICE DE TABELAS

Tabela 1 – Tabela para consulta dos parâmetros e coeficientes da classificação RMR, modificado de Bieniawski (1989).....	54
Tabela 2 - Tabela coeficiente com propriedades das discontinuidades, .....	56
Tabela 3 parâmetros de ajuste da orientação das discontinuidades em relação a escavação. ....	56
Tabela 4 - Classificação do maciço rochoso através do coeficiente RMR, Bieniawski (1989). ....	57
Tabela 5 – Índice de rocha intacta mi. ....	65
Tabela 6- Resumo da classificação geotécnica do teto imediato típico da mina.....	74
Tabela 7 - Comprimento dos vãos nos cruzamentos analisados. ....	78
Tabela 8 - Resumo e tratamento estatístico dos dados de altura das rupturas.....	78
Tabela 9 - Tabela com os resultados do ensaio de compressão uniaxial.....	82
Tabela 10 - Resultado do cálculo de RQD para o as rochas do teto imediato.....	82
Tabela 11 - Tabela resumo com o espaçamento médio entre as fraturas. ....	83
Tabela 12 - Resumo da classificação geotécnica RMR do teto imediato típico da mina, furo FT - 02. ....	83
Tabela 13 Classificação do teto imediato através do índice RMR retro. ....	84
Tabela 14 - Resumo dos parâmetros de projeto calculados para o efeito viga.....	85
Tabela 15 - Tabela resumo dos parâmetros de projeto baseados nos do RMR retro. ....	86
Tabela 16 - Resumo das configurações do projeto de simulação computacional. ....	87
Tabela 17 – Propriedades do campo de tensões utilizadas na simulação computacional.....	88
Tabela 18 – Parâmetros de entrada para a definição da resistência das rochas que compõe o teto imediato.....	89
Tabela 19 Propriedades das rochas utilizadas no modelo computacional da galeria. ....	89
Tabela 20 - Propriedades geomecânicas atribuídas as discontinuidades do modelo. ....	90
Tabela 21 - Parâmetros técnicos dos tirantes utilizados nos modelos computacionais. ....	91
Tabela 22 - Propriedades da malha dos elementos finitos relacionados ao modelo em análise. ....	91
Tabela 23 - Resumo dos resultados da análise computacional.....	93
Tabela 24 – Resumo dos parâmetros de dimensionamento obtidos pela classificação do teto imediato.....	97
Tabela 25 – Resumo dos resultados do dimensionamento e simulação computacional.....	100

## LISTA DE SIGLAS

CE	CARVÃO ENERGÉTICO
CMRR	COAL MINE ROOF RATING
CPRM	COMPANHIA DE PESQUISA DE RECURSOS MINERAIS
CSN	COMPANHIA SIDERÚRGICA NACIONAL
DNPM	DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL
E	LESTE
EUA	ESTADOS UNIDOS DA AMÉRICA
FS	FATOR DE SEGURANÇA
GSI	GEOLOGICAL STRENGHT INDEX
MT	MICRO TRATOR
N	NORTE
NW	NOROESTE
NE	NORDESTE
RJ	RIO DE JANEIRO
RMR	ROCK MASS RATING
RQD	ROCK QUALITY DESIGN
S	SUL
SC	SANTA CATARINA
SW	SUDESTE
SOTELCA	SOCIEDADE TERMELÉTRICA DE CAPIVARI S.A
US	UNITED STATES
W	OESTE
2D	DUAS DIMENSÕES

## RESUMO

A mineração de carvão mineral na porção Sul do Estado de Santa Catarina produz em média oito milhões de toneladas (ROM) por ano, em grande parte produzindo em unidades subterrâneas, que operam utilizando o método câmaras e pilares. As mineradoras utilizam como principal método de sustentação do teto imediato tirantes resinados pré tensionados. Assim como as demais minas de carvão do estado, a unidade mineira em estudo opera em subsolo, a aproximadamente 100 m de profundidade. A operação subterrânea para extração de carvão é caracterizada pela grande quantidade de tirantes instalados e rápido avanço da frente de lavra, fazendo com que a estrutura dessa mina apresente um elevado número de galerias.

O presente trabalho realizou a coleta de dados onde ocorreram rupturas do teto imediato, com o objetivo de determinar os fatores preponderantes e causadores das instabilidades. Os dados coletados permitiram a análise geométrica, geológica e geomecânica das rupturas, classificação geotécnica do maciço rochoso, o dimensionamento de suportes subterrâneos e a simulação computacional dos suportes sugeridos.

Foram ao todo analisados onze locais de ruptura, que apresentaram características geológicas e geotécnicas semelhantes. Em todos esses locais, houve aumento de espessura da camada de siltito, que sobrepõe a camada de carvão Barro Branco. Essa variação geológica trouxe consequências indesejadas ao sistema de suporte aplicado, uma vez que o tipo de tirante utilizado necessita da ancoragem em camada forte, o que não foi possível, devido ao espessamento da camada de siltito.

A análise das rupturas mostrou que a instabilidade do teto imediato da mina está diretamente ligada a alterações na espessura das unidades geológicas que compõe o teto imediato, fazendo com que o sistema de escoramento aplicado se tornasse insuficiente para o cenário geológico encontrado no painel de lavra.

As simulações computacionais, através dos métodos dos elementos finitos, avaliaram os suportes sugeridos que indicaram ser mais adequado o uso de tirantes com ancoragem em coluna total, mais rígidos, que apresentam significativa redução do deslocamento das rochas do teto imediato, sendo uma alternativa técnica para evitar novos colapsos em situações semelhantes, em que não se consegue aplicar o efeito suspensão.

Palavras chave: Mineração de Carvão, Classificação de Maciços Rochosos; Ruptura de Teto Imediato.

## ABSTRACT

Coal mining in the southern portion of the state of Santa Catarina produces an average of eight million tons (ROM) per year, largely producing in underground units, which operate using the room and pillars method. The mining companies use as main method of support of the mine roof tensioned resisted bolts. Like the other coal mines in the state, the mining unit under study operates underground, approximately 100 m deep. The underground coal mining operation is characterized by the large number of bolts installed and the rapid advancement of the mining front, making the structure of this mine present a high number of galleries.

The present work carried out data collection where ruptures of the roof occurred, aiming to determine the factors that preponderate and cause instabilities. The data collected allowed the geometric, geological and geomechanical analysis of the ruptures, geotechnical classification of the rock mass, the dimensioning of underground supports and the computational simulation of the suggested supports.

Eleven rupture sites were analyzed, which presented similar geological and geotechnical characteristics. In all these sites, there was an increase in the thickness of the siltstone layer, which overlaps the Barro Branco coal layer. This geological variation brought undesired consequences to the applied support system, since the type of tie used requires the strong layer anchor, which was not possible due to thickening of the siltstone layer.

The analysis of the ruptures showed that the instability of the immediate roof of the mine is directly related to changes in the thickness of the geological units that make up the roof, making the shoring system applied insufficient to the demand.

The computational simulations, using the finite element methods, evaluated the suggested supports that indicated a more rigid total column anchorage, beam effect, which showed a significant reduction of the displacement of the rocks of the roof, being a technical alternative for avoid collapses in similar situations where the suspension effect can't be applied.

Keywords: Coal Mining, Rock Mass Classification; Roof Rupture.

# Capítulo 1

## 1.0 INTRODUÇÃO

### 1.1 HISTÓRICO DO PROBLEMA E A IMPORTÂNCIA DO ESTUDO

Os recursos minerais são substâncias inorgânicas, extraídas da crosta terrestre e imprescindíveis à sociedade moderna, que têm suas necessidades básicas baseadas no consumo desses recursos. Sendo assim a extração das substâncias minerais é de fundamental importância para a sustentação do atual modelo de sociedade que vivemos. Os processos e atividades que envolvem a extração dessas substâncias são conhecidos genericamente por mineração.

Geologicamente o carvão mineral é uma rocha sedimentar, formada a partir da deposição de matéria orgânica vegetal, que foram soterradas em bacias sedimentares sofrendo processo maturação em temperaturas e pressões adequadas à formação do carvão. Embora tenham origem orgânica, são consideradas rochas sedimentares, por serem componentes sólidos da crosta terrestre, estando alterados pelos processos geológicos, não sendo possível reconhecer a matéria orgânica, segundo Schumann (1985).

No sul do Estado de Santa Catarina, desde o século XXIII se desenvolvem atividades de mineração de carvão mineral. Segundo Belolli *et al.* (2002) a primeira tentativa de explorar economicamente carvão é datado de 1861 quando o político e diplomata baiano Felisberto Caldeira Brandt, conhecido como Visconde de Barbacena, recebe do imperador D. Pedro II a concessão para explorar carvão na localidade de Lauro Müller. Desse período se destaca a construção da Estrada de Ferro Dona Teresa Cristina, hoje Ferrovia Teresa Cristina, inaugurada em 1884, ligando o Porto de Imbituba a Lauro Müller.

Dois marcos históricos impulsionaram o desenvolvimento da atividade carbonífera no Brasil, as grandes guerras mundiais, nas décadas de 20 e 40, passadas. Nas guerras, diante do impedimento da importação do carvão europeu para atender às demandas internas, a exploração do carvão brasileiro passou a ser incentivada. Outros momentos de reativação e incentivo da mineração de carvão aconteceram com as crises mundiais do petróleo, segundo Philomena *et al.* (2012).

Segundo Goularti Filho (2001), o carvão extraído nas minas de Santa Catarina teve duas aplicações principais, o carvão metalúrgico para o uso na siderurgia, e o carvão energético para a geração de energia em usinas termelétricas.

O principal destino do carvão metalúrgico era a Companhia Siderúrgica Nacional (CSN) implantada em 1942, na cidade de Volta Redonda, no Estado do Rio de Janeiro. A implantação da Cia. Siderúrgica Nacional resultou na instalação da usina de beneficiamento de carvão, em Capivari de Baixo/SC, para a obtenção de carvão metalúrgico, destinado aos altos fornos, situados na cidade de Volta Redonda/RJ e de carvão energético, que deu origem ao Complexo Termelétrico Jorge Lacerda, a Sociedade Termoelétrica de Capivari – SOLTECA, primeira termoelétrica estatal brasileira, hoje Engie Energia, Belolli *et al.* (2002)

Na década de 1990, ocorreu no governo Collor a retirada de subsídio do carvão energético e a desoneração das siderúrgicas de comprar o carvão metalúrgico, provocando a total paralisação de produção do carvão pré - lavado. A consequência destes acontecimentos foi extremamente grave na área econômica e social em Santa Catarina, sobretudo no final da década de 1980 e nos anos de 1990, devido a desregulamentação do setor realizada pelo Governo Federal, segundo Belolli *et al.* (2010).

Com a retirada dos subsídios, obrigação de comprar o carvão metalúrgico nacional e resultando na queda da demanda, já que a indústria siderúrgica optou pela importação desse tipo de carvão por ser de melhor qualidade e de melhor preço, encerra-se a fase de produção do carvão metalúrgico e inicia-se o processo de desativação de minas de carvão, na região carbonífera do sul de Santa Catarina, já que a produção se concentrava no carvão metalúrgico. Sendo assim o uso do carvão energético passou a ser a atividade principal, com isso a indústria carbonífera catarinense teve que ser remodelada para a produção do carvão energético, Goularti Filho (2001).

De acordo o anuário mineral DNPM (2013), o estado de Santa Catarina é o maior produtor de carvão mineral do Brasil, com produção bruta anual de aproximadamente 8,6 milhões de toneladas seguida dos estados do Rio Grande do Sul e Paraná. Praticamente toda a produção bruta é beneficiada na forma de carvão energético CE-4500, sendo utilizado na geração de energia elétrica no Complexo Termoelétrico Jorge Lacerda, em Capivari de Baixo/SC, considerado atualmente o maior complexo termoelétrico a carvão da América do Sul, com capacidade de geração de 853 MW.

Atualmente são exploradas as camadas Barro Branco e Bonito, que ocorrem em diversas profundidades, dependendo da localização na bacia carbonífera Sul-Catarinense, em função da tectônica rúptil pós-deposicional, Silva (2000).

A maior parte das empresas mineradoras de carvão no sul de Santa Catarina extrai o minério de carvão em subsolo, operando pelo método de lavra Câmaras e Pilares, sem o recuo dos pilares. Para o dimensionamento dos pilares em minas de carvão, na região carbonífera, é comumente utilizado o método de dimensionamento de pilares específico para o carvão no sul do Brasil, proposto por Zorzi *et al.* (1991), adotando o método da área tributária e considerando a resistência a ruptura dos pilares. A estabilidade do teto imediato é controlada com o uso do sistema de tirantes ancorados com o auxílio de resinas poliéster.

Nas lavras subterrâneas, em função do ambiente confinado por rochas, eventualmente se faz necessário o uso de artifícios estruturais para aumentar a estabilidade das rochas, esses elementos são denominados genericamente como suportes subterrâneos. Existe uma enorme variedade de tipos e tamanhos de suportes, que são definidos em função dos fatores geológicos, geomecânicos, geométricos e operacionais de cada unidade mineira. Nas minas subterrâneas de carvão do sul do estado, são utilizados na contenção das rochas encaixantes superiores, suportes subterrâneos, tipo tirantes, resinados, também chamados informalmente como parafusos de teto. Os suportes consistem em hastes metálicas, ancoradas no interior do maciço rochoso, com auxílio de resinas de poliéster e tem a função de sustentar o teto imediato.

Os projetos e dimensionamentos de qualquer suporte subterrâneo são precedidos pela caracterização do maciço rochoso, etapa fundamental para auxiliar na escolha de sistemas de suporte adequados. No intuito de padronizar e facilitar a caracterização das rochas foram criados os sistemas de classificação maciços rochosos, que são ferramentas que traduzem a qualidade de escavação de uma determinada rocha em termos numéricos e absolutos, simplificando a informação e permitindo a inserção da variável “qualidade da rocha” em equações de dimensionamento.

Nas minas de carvão mineral catarinense é comum a utilização da classificação geotécnica de maciços propostos por Bieniawski (1989), *Rock Mass Rating* (RMR) para a obtenção do índice de qualidade de rocha. Para efeito de cálculo do carregamento de rochas sobre a galeria e dimensionamento de tirantes, são usadas as equações propostas por Unal (1986).

O presente trabalho contempla a análise de locais onde houve a ruptura do teto imediato em uma mina de carvão subterrânea, ou seja, a observação e análise de casos de colapso já ocorridos. O estudo tem como principal objetivo identificar as causas do evento, para evitar que ocorra novamente. Ledesma *et al.* (1996), conceituam a retro análise (*backanalysis*), como uma forma de obter parâmetros geotécnicos, utilizando a escala real do maciço rochoso,

o que difere dos outros métodos de obtenção de parâmetros, em outras palavras, é possível determinar as propriedades geomecânicas das rochas, estudando o comportamento das mesmas.

## 1.2 OBJETIVOS E METAS

A meta do presente estudo é a análise de rupturas do teto imediato em mina de carvão subterrânea, instalada na camada de carvão mineral Barro Branco, na região sul do estado de Santa Catarina, também conhecido como região carbonífera Catarinense. A realização da análise será fundamentada nos seguintes objetivos específicos:

- Caracterizar rupturas do teto imediato de um painel de lavra, em uma mina subterrânea de carvão mineral;
- Identificar os principais fatores que levaram as rupturas do teto no painel de lavra em estudo;
- Propor sugestões de suportes subterrâneos mais eficientes para o caso do painel onde houve as rupturas;

O assunto do estudo está intimamente relacionado à segurança das operações em minas subterrâneas de carvão mineral, tornando um assunto de grande relevância. O fato de tratar da análise de casos onde não houve sucesso na definição do sistema de contenção contribui assim para evitar novas ocorrências de casos semelhantes.

## 1.3 ORGANIZAÇÃO DA DISSERTAÇÃO

### **Capítulo 1 – Introdução**

No capítulo introdutório é apresentado a origem e o histórico do problema, o objetivo da dissertação a metodologia que consiste a análise e a organização do estudo.

## **Capítulo 2 – Fundamentação Teórica**

O capítulo 2 contém a fundamentação teórica do trabalho que em resumo são as referências bibliográficas, referências técnicas utilizadas para embasar a dissertação, a revisão da literatura, estudos já realizados.

## **Capítulo 3 – Estudo de Caso**

Nesse capítulo serão apresentados os dados relativos à unidade mineira e o painel de lavra em estudo: geologia regional e local, sistemas de suporte utilizado, os dados geológicos, geomecânicos e geométricos coletados. Com os dados coletados foram realizados tratamentos estatísticos, elaboração de mapas temáticos e perfis geológico-geotécnicos, com o objetivo de facilitar o entendimento dos motivos que levaram a instabilidade.

## **Capítulo 4 – Análise dos Resultados**

O capítulo 4 consiste na apresentação da interpretação dos dados que foram coletados, análises e comparações com os estudos já realizados e as fundamentações teóricas.

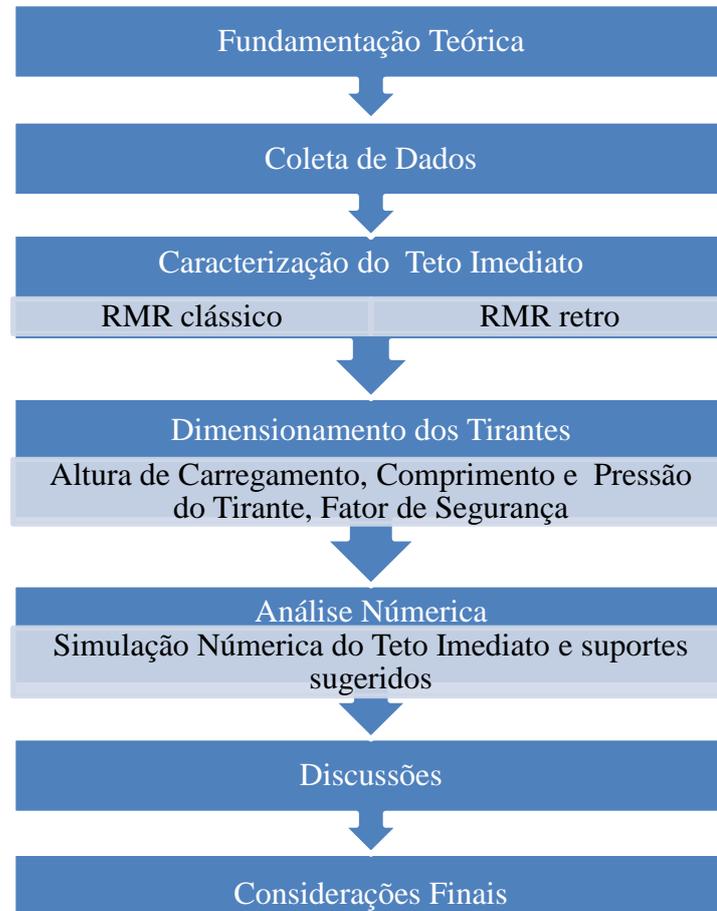
## **Capítulo 5 – Considerações Finais**

No capítulo 5 são apresentadas as conclusões sobre o trabalho no geral, os objetivos e resultados, além de sugestões para estudos futuros.

### **1.4 METODOLOGIA**

A metodologia estabelecida no presente estudo visa chegar aos objetivos determinados, para isso o trabalho foi dividido basicamente em sete etapas, Figura 1.

**Figura 1 - Fluxograma demonstrativo da sequência de trabalho aplicada.**



#### **1.4.1 Fundamentação Teórica**

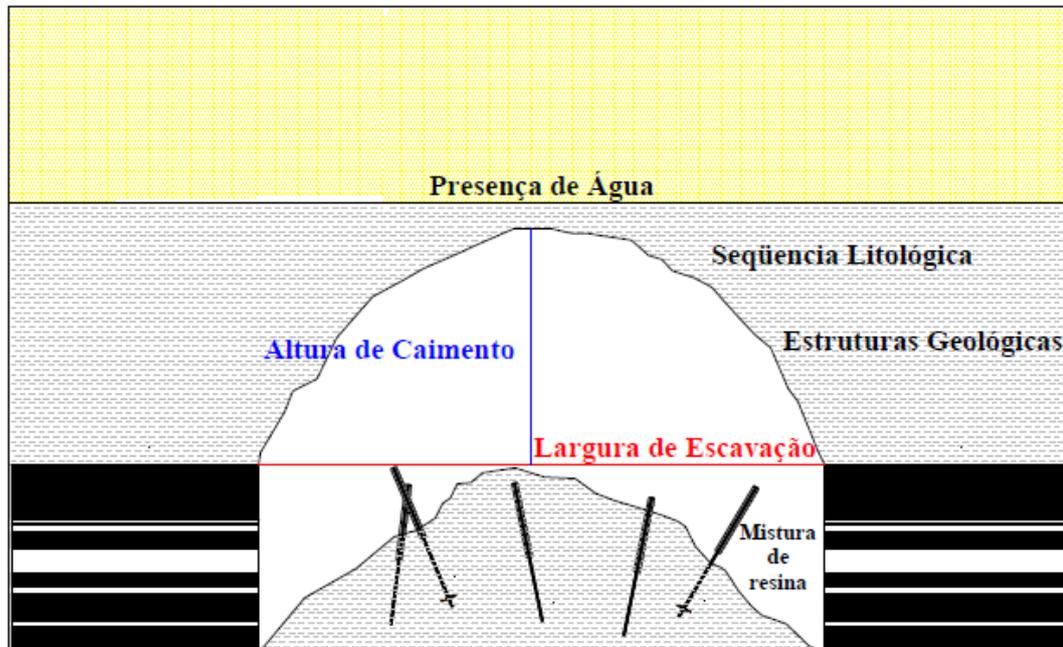
A etapa de fundamentação teórica consiste na a revisão bibliográfica sobre os principais fundamentos do tema em estudo: distribuição de tensões em escavações subterrâneas, causas e tipos de rupturas do teto em minas de carvão, classificação de maciços rochosos, dimensionamento de suportes subterrâneos, simulação computacional de escavações subterrâneas e critérios de ruptura.

#### **1.4.2 Coleta de Dados**

A coleta de dados se divide em consultas ao arquivos técnicos da mina em estudo instalada na camada Barro Branco: como plantas, boletins operacionais, manuais técnicos e topográficos. E em visita de campo nos locais de ruptura, seguindo os procedimentos de

segurança, para caracterização das rupturas em relação aos padrões: geométricos, geológicos e operacionais, conforme ilustrados e explicados abaixo, Figura 2:

**Figura 2 - Ilustração de ruptura de teto e indicação dos parâmetros coletados *in situ*.**



Fonte: Autor

- **Idade da escavação** – Idade da galeria até o momento do estudo, (anos).
- **Profundidade** – Profundidade em que se encontra as galerias em estudo(metros);
- **Escoramento Padrão** – Espaçamento, afastamento, carregamento máximo, coluna de resina, dos suportes utilizados na escavação;
- **Largura da Escavação** – Comprimento médio dos maiores vãos da galeria (largura) ou cruzamento (diagonal), obtido pela topografia (metros);
- **Altura do caimento** – Altura em que ocorreu o colapso do teto imediato, obtido através de trena laser (metros);
- **Seqüência litológica** – Descrição litológica e espessura das litologias que compõe o teto imediato;
- **Presença de água** – Verificação *in loco* da presença e estimativa relativa da vazão das surgências;

- **Estruturas Geológicas** – Observação de estruturas geológicas, falhas e/ou diques nas proximidades das escavações;
- **Mistura de Resina nos Tirantes** – Observação da massa de resina dos tirantes, a fim de verificar alguma irregularidade na mistura dos cartuchos de resina.
- **Sondagem Vertical de Teto** – Furo vertical do teto em diâmetro N, localizado no painel e utilizado para a determinação das características geológicas e geomecânicas do teto imediato, e na determinação do RMR para condição real.

### 1.4.3 Classificação do Teto Imediato

A terceira etapa consiste na caracterização das rochas que compõe o teto imediato do painel de lavra em estudo, ao final dessa fase o maciço rochoso terá sua qualidade definida por índices numéricos.

O primeiro índice denominado RMR clássico, será estimado pelo sistema clássico de caracterização de maciços, *Rock Mass Rating* – RMR, proposto por Bieniawski (1989). Esse método determina a qualidade da rocha através da descrição geotécnica dos testemunhos de sondagem, que foram obtidos na etapa anterior.

O segundo índice denominado RMR retro será avaliado pelo método proposto por Unal (1986), em que o índice de qualidade de rocha é definido pelo coeficiente da razão geométrica entre a largura da escavação e a altura do caimento. Essa forma de determinação da qualidade da rocha é baseada no conceito da retro análise (*backanalysis*), também definido por Ledesma *et al.* (1996).

### 1.4.4 Dimensionamento dos Tirantes

Após a classificação geotécnica do teto imediato é possível sugerir configurações de tirantes através de cálculos estruturais utilizados no projeto de dimensionamento de tirantes. O dimensionamento terá como base os índices de qualidade de rocha determinados na etapa de classificação das rochas do teto imediato. Os parâmetros de dimensionamento calculados para a sugestão dos tirantes a serem definidos e calculados são:

- Tipo de Ancoragem;

- Altura de Carregamento;
- Comprimento do Tirante;
- Pressão nos Tirantes;
- Fator de Segurança;

#### 1.4.5 Análise Numérica

Ao final da etapa anterior serão definidas configurações de suportes subterrâneos a serem utilizados na contenção do teto imediato. Como não é possível realizar testes *in situ* aplicando os tirantes sugeridos e avaliar o comportamento do maciço, uma das alternativas para realizar a avaliação é a simulação computacional, através de modelos numéricos.

O método numérico no presente estudo tem como objetivo analisar o comportamento do teto imediato nas seguintes situações:

- Teto imediato pré-escavação;
- Teto imediato da escavação sem suporte;
- Teto imediato com o suporte utilizado na lavra;
- Teto imediato com suportes sugeridos pelo índice RMR clássico;
- Teto imediato com os suportes sugeridos pelo índice RMR retro;

Os parâmetros de avaliação utilizados para a interpretação do comportamento do teto imediato são:

- Deslocamento Vertical
- Deslocamento Horizontal
- Tensão Vertical
- Tensão Horizontal

Para realizar a modelagem numérica será utilizado o *software* Phase<sup>®</sup> 2, produzido pela empresa Canadense Rocscience. O programa Phase<sup>®</sup> 2 educacional, segundo Rocscience (2001) utiliza o métodos dos elementos finitos 2D na análise de estruturas geotécnicas para aplicações em obras civis e em mineração. O *software* realiza a análise de elementos finitos

de uso geral para projetos de túnel e suportes, escavações subterrâneas e superficiais, estabilidade de taludes, fundações, infiltração de água subterrânea e etc.

Basicamente a construção do modelo geológico-geomecânico da escavação no Phase<sup>®</sup> 2 é realizada pelas seguintes fases:

- **Configuração do projeto** - nessa primeira etapa é feito a descrição do projeto, escolha das unidades de medida a serem utilizado, número de estágios (permite simular a construção da escavação em vários estágios), pressão de água.
- **Definição do campo de tensões:** é possível escolher qual regime de carregamento serão utilizadas no modelo, tensões gravitacionais ou tensões definidas manualmente.
- **Configuração geométrica:** são definidas as dimensões geométricas da escavação e o domínio do problema.
- **Adicionar materiais:** nessa etapa são definidas as posições e espessuras dos materiais dentro do modelo geológico. Os materiais utilizados na composição do modelo podem ser baseados em diversos critérios de ruptura, aqui serão utilizado o critério de Hoek & Brown generalizado. Também é realizada a introdução das descontinuidades (joints) e suas características.
- **Aplicação de suportes:** o Phase<sup>®</sup> 2 possibilita a utilização de suportes nos modelos, para cada tipo de suporte é possível definir suas características, tipo de ancoragem e comprimento.
- **Discretização:** após todas as definições do modelo é realizado a discretização, ou seja, a divisão do modelo em partes menores que serão analisados individualmente, essa individualização do maciço em pontos finitos tem a finalidade de facilitar os cálculos.
- **Computar:** depois da criação e divisão do modelo em elementos menores, então são realizados os cálculos matriciais, através da ferramenta *compute*.
- **Interpretação:** após o calculo matricial do modelo, o *software* oferece o modo *interpret* no qual é possível visualizar os resultados relacionados às condições geomecânica

do maciço como: deslocamento vertical e horizontal, tensões induzidas, deformação, estresse, antes e após, a escavação. Essa ferramenta também oferece uma gama de itens gráficos, imagens, vetores que facilitam a visualização e interpretação.

O modelo a ser gerado é representativo das galerias com as dimensões coletadas no painel de lavra em estudo e irão levar em conta os dados geomecânicos e de espessura obtidos pelo furo de sondagem, em respectivas escalas.

#### **1.4.6 Discussões**

No decorrer desta fase será realizada a apresentação e interpretação e discussão dos resultados obtidos. No intuito de melhorar a compreensão do seu significado também serão realizados comparações e correlações com os estudos e bibliografias apresentadas na fase de fundamentação teórica.

#### **1.4.7 Considerações Finais**

Nesta etapa serão apresentadas as conclusões do presente estudo, levando em conta os resultados e as discussões realizadas. Também serão expostas as limitações do estudo e as recomendações para futuros estudos a serem realizados nesta área.

## Capítulo 2

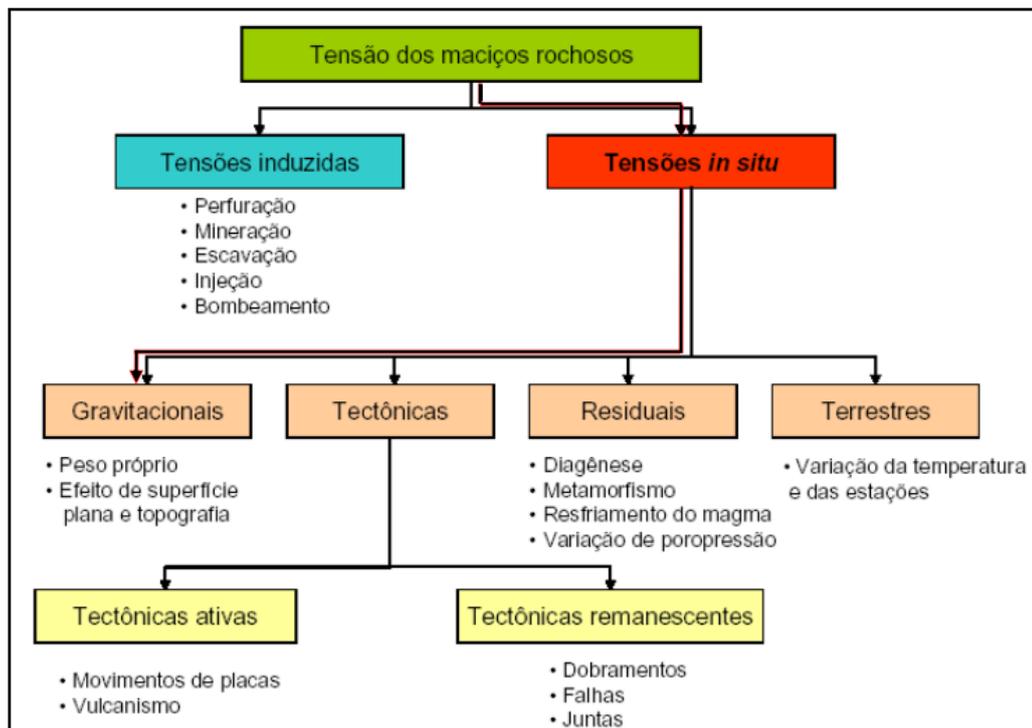
### 2.0 FUNDAMENTAÇÕES TEÓRICAS

#### 2.1 DISTRIBUIÇÃO DE TENSÕES EM ESCAVAÇÕES SUBTERRÂNEAS

As tensões *in situ* representam um conceito fundamental para os princípios de mecânica de rochas e suas aplicações. O conhecimento das tensões *in situ* juntamente com outras propriedades relativas ao maciço rochoso é necessário para prever o comportamento dos maciços ao serem escavados, segundo Amadei & Stephansson (1997).

Os maciços rochosos existentes na crosta terrestre estão submetidos a um determinado estado de tensões. Existem dois tipos principais de tensões: *in situ* e induzidas, Figura 3:

Figura 3 - Fluxograma identificando os tipos de tensões existentes nos maciços rochosos.



Fonte: Silva (2008) *apud* Nunes (2000)

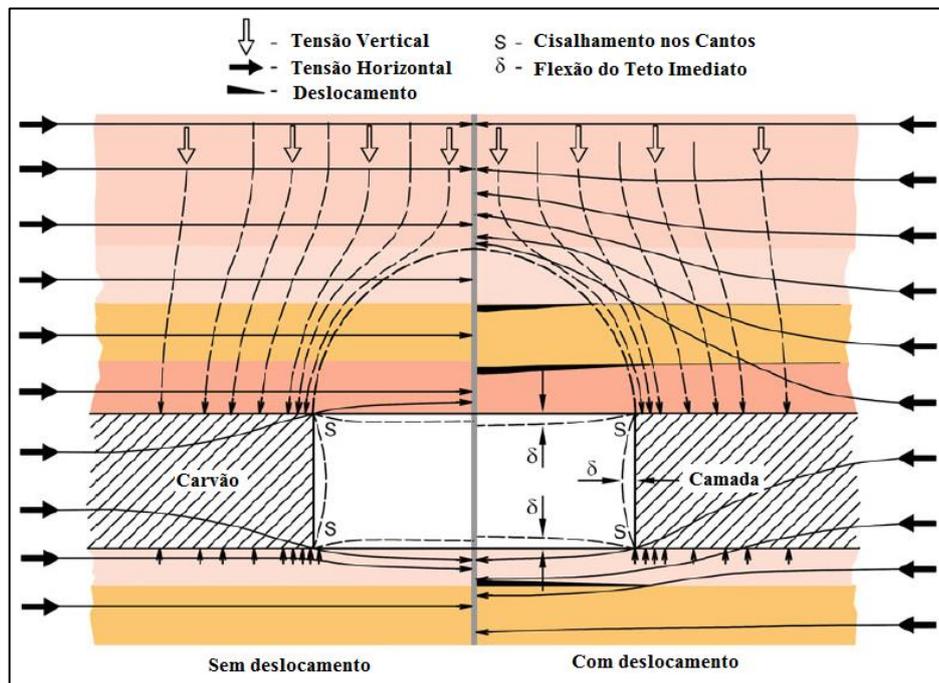
As tensões naturais que também podem ser chamadas de tensões *in situ* são resultantes de processos naturais: geradas pelo campo gravitacionais, efeitos térmicos, processos tectônicos ativos (relativos às placas tectônicas) e residuais, referentes a dobramentos, falhamentos e/ou pela erosão, Herget (1988).

Segundo Hoek & Brown (1980) as tensões induzidas são decorrentes da redistribuição das tensões pré-existent, provocadas por perturbações no maciço causadas pelas escavações. As tensões *in situ* são perturbadas nas proximidades da abertura e sendo que após uma determinada distância da abertura não sofrem mais influencia da escavação.

Ainda segundo Hoek & Brown (1980), a escavação de maciços rochosos altera as tensões *in situ* existentes na rocha, que são perturbadas e novas tensões são induzidas na rocha imediatamente em torno da escavação. Uma forma que se utiliza para representar este novo campo de tensões é através das trajetórias das tensões principais, que são linhas imaginárias em torno de um corpo elástico solicitado, ao longo do qual agem as tensões principais.

A Figura 4 mostra como as tensões verticais e horizontais, em torno de uma escavação retangular se comporta após sua abertura. Observa-se que, após escavação, há o surgimento de regiões de alívio e de concentração de tensões em torno da escavação. Como a abertura é retangular as linhas imaginárias das tensões induzidas estão concentradas nas paredes laterais e nos vértices e alívio no teto e no piso da abertura.

**Figura 4 - Trajetórias das tensões principais (horizontal e vertical) no entorno da escavação.**



Fonte: Galvin (2016).

A determinação das tensões existentes no maciço rochoso pode ser realizada através de modelos matemáticos, sobretudo considerando as tensões de origem gravitacionais em maciços homogêneos e com características isotrópicas. Porém essa configuração do maciço

não é sempre usual, ou seja, os maciços são constituídos por rochas anisotrópicas e heterogêneas, apresenta topografia irregular e podem estar submetidos a tensões de diferentes origens, o que torna o cálculo das tensões efetivas bastante complexo. Nesse caso são utilizadas técnicas de medição *in situ*, capazes de determinar as tensões totais do maciço rochoso.

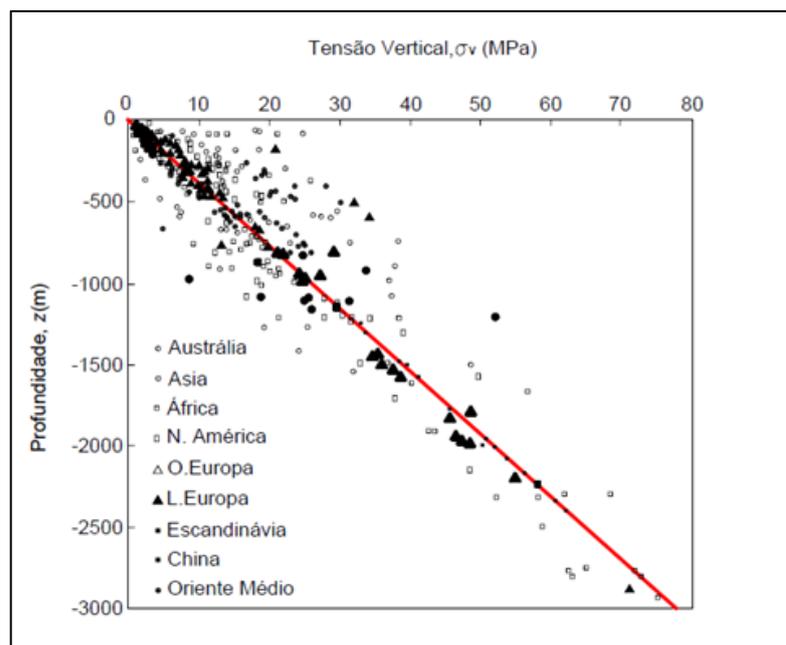
### 2.1.2 Tensões Verticais

Segundo Goodman (1989) a tensão vertical em um determinado ponto da crosta terrestre, considerando que a terra fosse constituída de material isotrópico, homogêneo e com comportamento elástico linear, através do produto da massa específica das rochas, pela aceleração da gravidade e profundidade do ponto em questão. Brady & Brown (2004), realizou a compilação de varias medições do estado de tensões *in situ* e profundidade, de diferentes minas, Figura 5, que resultou na equação abaixo (1):

$$\sigma_v = \gamma \cdot Z \quad (1)$$

- $\sigma_v$  - Tensão Vertical, Mpa;  
 $\gamma$  - Peso Específico, kN/m<sup>3</sup>;  
 $z$  - Profundidade, m;

Figura 5 - Gráfico de correlação linear entre a tensão vertical e a profundidade.



Fonte: Brady & Brown (2004).

### 2.1.3 Tensões Horizontais

Segundo Hoek *et al.* (1998), as tensões horizontais são geralmente uma fração da tensão total vertical atuante, cujos valores são de difícil determinação, devido às complexidades inerentes às técnicas usadas e às propriedades dos maciços rochosos. Em profundidade, ambas sofrem interferências do comportamento deformacional das rochas. A taxa de variação de tensão horizontal para vertical é denotada pela letra  $k$ . Para uma dada tensão vertical, materiais com coeficiente de Poisson (relação entre a deformação transversal e a deformação longitudinal, grandeza adimensional) maior, tendem a apresentar deformações horizontais mais elevadas, e sendo assim as tensões horizontais seriam mais elevadas para anular estas deformações, (2).

$$\sigma_h = k \cdot \gamma \cdot z \quad (2)$$

$\sigma_h$  - Tensão horizontal, Mpa;

$\gamma$  - Peso Específico, kN/m<sup>3</sup>;

$z$  - Profundidade, m;

$k$  - constante adimensional;

Segundo Herget (1988) a taxa  $k$  tende a ser alta em baixas profundidades e diminui com o aumento da profundidade, essa afirmação foi baseada em medidas de tensão horizontal em locais de mineração e de obras civis.

## 2.2 RUPTURAS DE TETO EM MINAS DE CARVÃO

Os maciços rochosos de origem sedimentar são compostos por camadas de rochas horizontais a sub horizontais, sistemas de descontinuidades, juntas e/ou falhas e pelo campo de tensões *in situ*, ao qual está submetido. O comportamento desse maciço perante a uma determinada escavação vai ser definido pelas propriedades geológicas e geomecânicas. Casos de instabilidade ou ruptura podem também estar associados a projetos de suporte inadequados ou problemas operacionais, como por exemplo, erros na instalação dos elementos de sustentação.

Segundo Brady & Brow (1985) os minérios tabulares hospedados por maciços rochosos estratificados são bastante comuns na mineração. Um corpo de minério em um ambiente

sedimentar é tipicamente formado por rochas em que a estratificação está associada a planos de acamamento, que são características relacionadas a sedimentação. As principais características geométricas dessas discontinuidades é sua geometria planar e sua persistência. Eles podem ser considerados contínuos sobre áreas de plano maiores do que as escavações criadas durante a mineração. Tem duas principais propriedades de engenharia de planos de acamamento que são significativos em um contexto de mineração subterrânea. A primeira é a força de tração baixa ou zero na direção perpendicular ao plano da fratura. O segundo é o cisalhamento relativamente baixo força das superfícies, em comparação com a da rocha intacta. Ambas as propriedades introduzem modos específicos de resposta de massa de rocha à mineração, que devem ser considerados no projeto de escavação.

Quando o maciço rochoso não recebe o tratamento adequado ou as condições geológicas, geomecânicas e do campo de tensões conhecidas, se alteram, fugindo dos padrões propostos pelo projeto, podem ocorrer eventos de instabilidade do teto imediato que levam, desde a queda de pequenos fragmentos até a ruptura total do teto, Figura 6.

Figura 6 - Fotografia de ruptura total do teto imediato em mina de carvão subterrânea.



Fonte: Autor

Segundo Molinda *et al.* (1998), as rupturas de teto são mais comuns em cruzamentos do que em galerias, em torno de 70 %. Ainda segundo os autores, os fatores que influenciam na estabilidade dos cruzamentos são: geologia do teto, largura do cruzamento, suportes inadequados, tensão horizontal, tempo de instalação do suporte e as pressões de abatimento.

Merwe (2001) estudou as principais causas das rupturas de teto na África do Sul, compilando coletados dados *in situ*. As rupturas foram divididas em termos de sua espessura, sendo que aproximadamente 70 % das fatalidades ocorrem em pequenas rupturas de teto e/ou blocos. As causas predominantes das rupturas de teto foram: suportes de teto inadequados, espaçamento excessivo entre os suportes, fraturas, diques, e tensões horizontais anômalas.

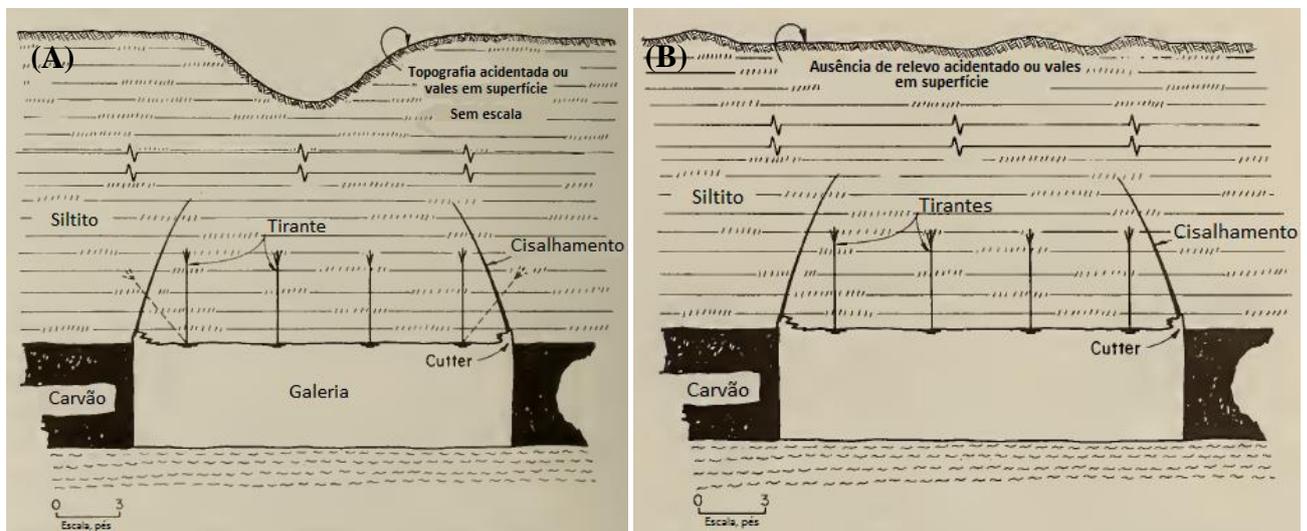
Podem se associar os tipos de ruptura, e suas origens a dois principais fatores: características geológicas e estado tensões do maciço rochoso, descritas abaixo:

### 2.2.1 Campo de tensões

#### Tensões *in situ*

Segundo Moebes & Stateham (1986) as anomalias no campo de tensões podem ocasionar instabilidade do teto imediato devido ao excesso de forças horizontais presentes no maciço, que estão presentes mesmo antes da escavação. Essas anomalias podem ter origem tectônica, denominadas tensões regionais, ou por efeito da topografia da superfície, como por exemplo, relevos acidentados e vales encaixados, Figura 7.

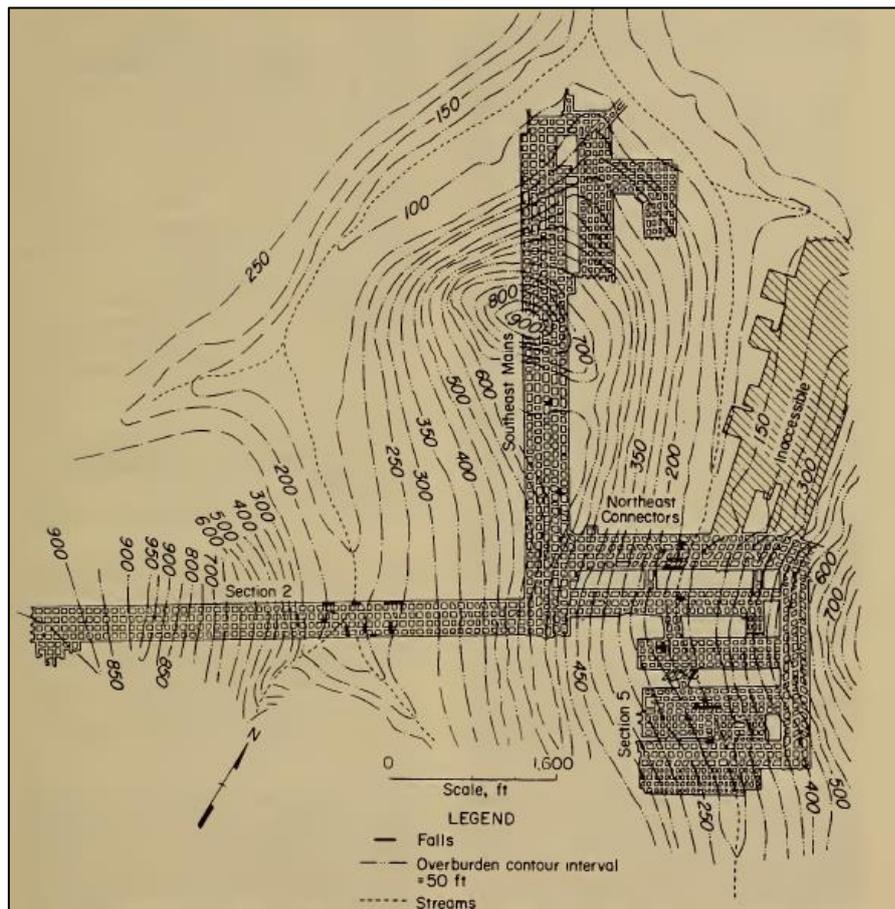
Figura 7 - Seção geológica indicando a influência do relevo nas tensões *in situ*; (B) Efeito das tensões regionais no maciço rochoso.



Fonte: Modificado de Moebes & Stateham (1986)

Hill (1986) cita o exemplo clássico de tensões induzidas pelos relevos em vales encaixados, onde as rupturas de teto de uma mina situada no sul da Virginia Ocidental, EUA possuem o mesmo alinhamento dos talvegues dos vales, Figura 8. Ainda sendo Hill (1986) as tensões induzidas são geradas pela diferença de tensão gravitacional que ocorrem devido ao acidente topográfico.

Figura 8 - Mapa topográfico associado a planta da mina com indicações (pontos pretos) dos locais de ruptura.

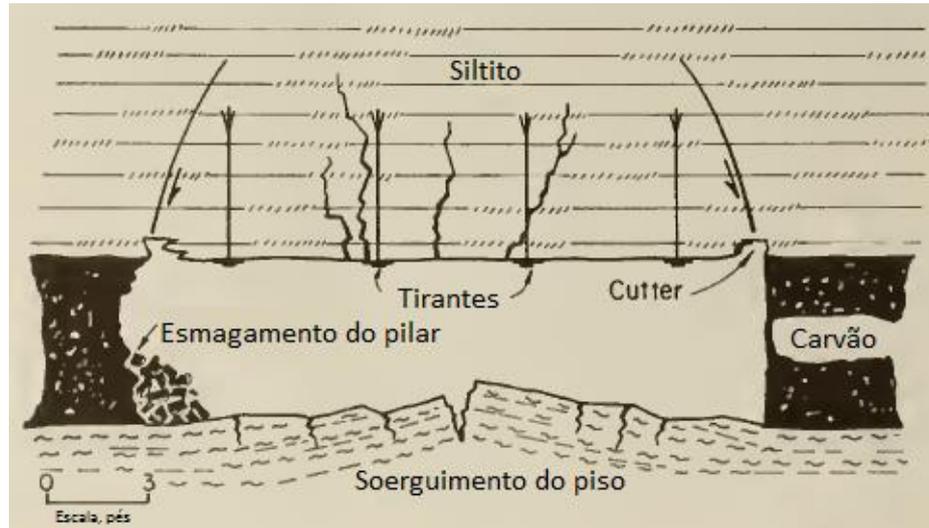


Fonte: Hill (1986)

### Tensões induzidas

São anomalias no campo de tensões que geralmente ocorrem em lavra de múltiplas camadas, sendo que as escavações subjacentes ou sobrejacentes causam: redistribuição e sobreposição das forças no maciço rochoso. Essas anomalias podem levar ao esmagamento de pilares, inserção dos pilares no piso e rupturas do teto imediato, Figura 9.

Figura 9 - Perfil geológico ilustrando o efeito das tensões induzida.



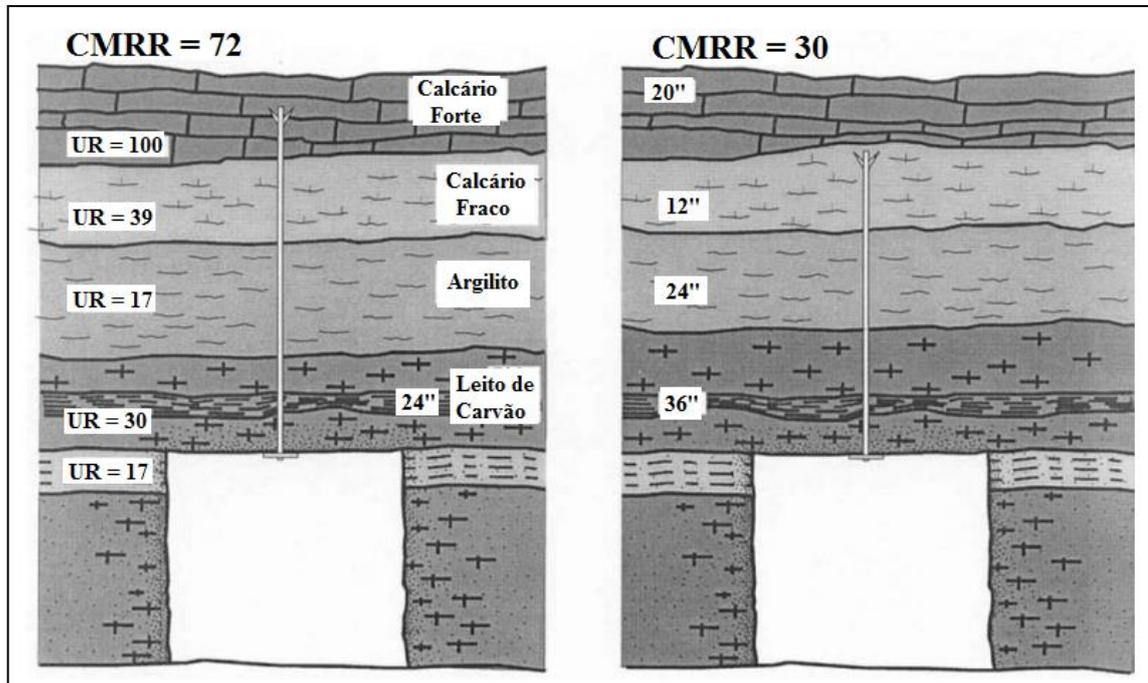
Fonte: Modificado de Moebes & Stateham (1986)

## 2.2.2 Características Geológicas

### Variação de Espessuras das Camadas

Segundo Molinda (2003), as variações de espessura das camadas de rochas podem fazer com que os tirantes não atinjam a camada alvo de ancoragem, com isso o pacote do teto imediato pode ter sua qualidade reduzida e sofrer problemas de instabilidade. O autor ainda cita o estudo de caso realizado em uma mina de carvão em Ohio, EUA, onde a camada forte (CMRR = 72), composta por calcário era o alvo para ancoragem dos tirantes, porém com o espessamento da camada acima ao leito do carvão, elevou a camada forte a uma distância superior ao comprimento do tirante, não permitindo a ancoragem na camada competente. Sem a ancoragem alvo, a qualidade do teto baixou para CMRR = 30, Figura 10.

Figura 10 - Sequência de teto com respectivos índices de qualidade da rocha em função da ancoragem dos tirantes.

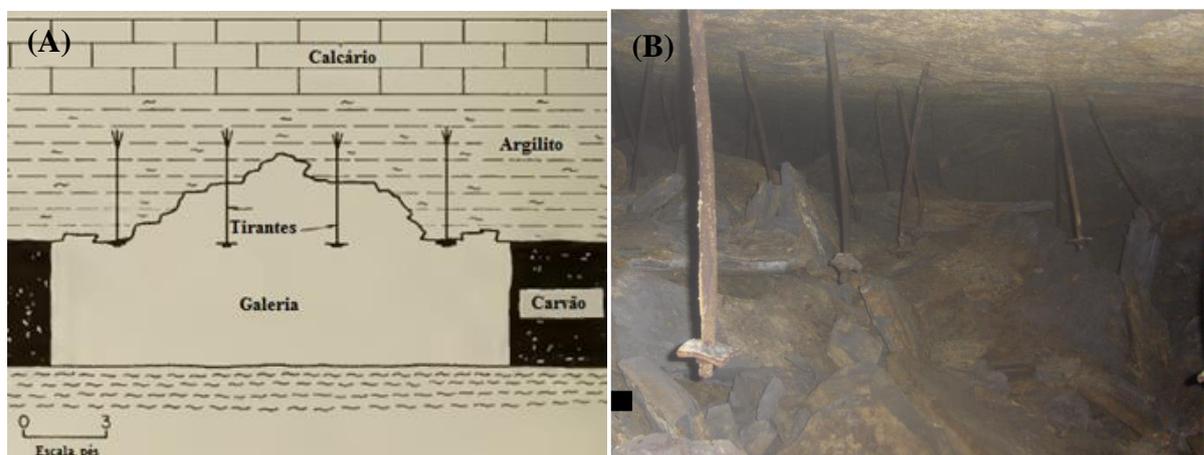


Fonte: Molinda (2003)

### Rochas com Baixa Resistência

Em alguns casos o teto imediato pode ser composto por sequência litológica de rochas brandas, ou seja, com baixo RQD e/ou baixa resistência à compressão. Comumente esse tipo de rocha não apresenta a capacidade de auto suporte e por isso devem receber suporte específico, Figura 11.

Figura 11 - (A) Ilustração esquemática representando o teto imediato composto por rochas fracas, retirado e; (B) Fotografia da queda das de rochas fracas em mina.

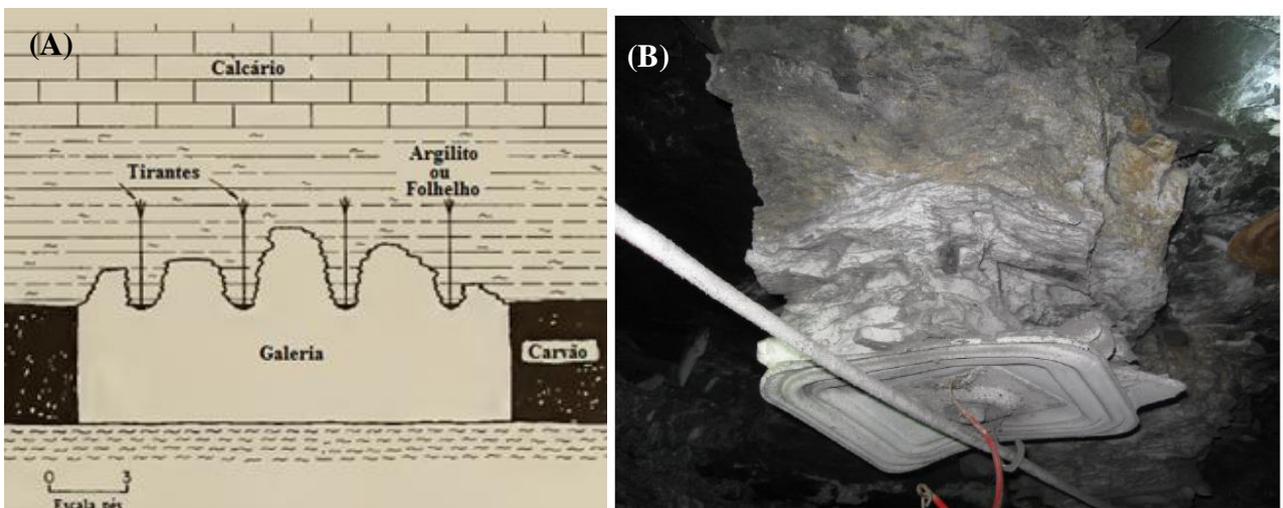


Fonte: (A) Modificado de Moebes & Stateham (1986); (B) Autor

## Rochas com sensibilidade à umidade

Essa categoria de rochas tem como característica interagir com a água presente no maciço rochoso ou com a própria umidade do ar. Em contato com a água as rochas têm uma redução significativa de sua resistência influenciando na estabilidade do teto imediato. Outro problema é a variação da umidade no interior da mina, causando em alguns tipos de rocha, o processo de retração e expansão, ocasionando a delaminação do teto, principalmente entre os tirantes. Figura 12.

Figura 12 – (A) Figura ilustrativa da delaminação do teto imediato entre os tirantes; retirado e (B) Fotografia da delaminação das rochas em volta do tirante.



Fonte: Modificado de Moebes & Stateham (1986)

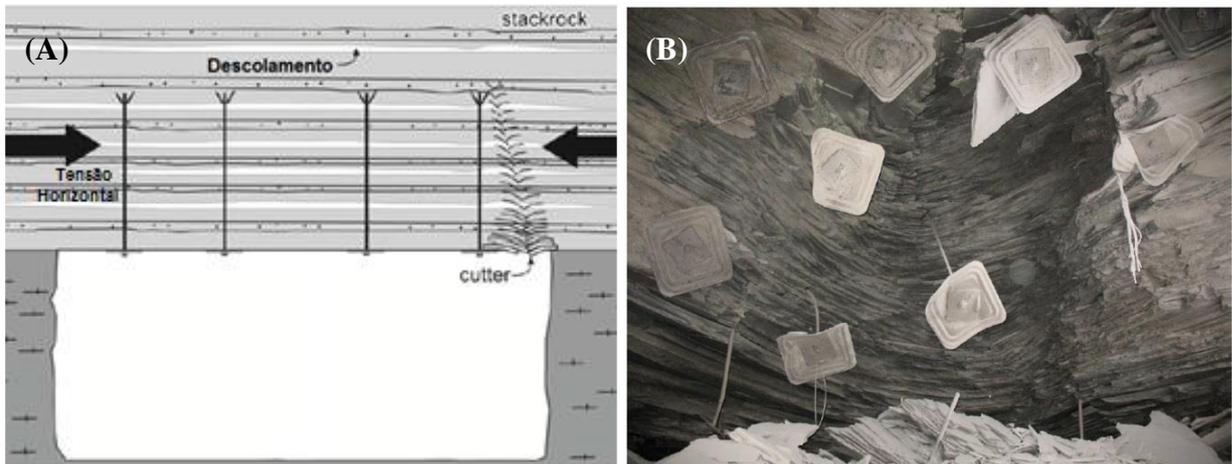
## Rochas laminadas (*Stackrock*)

As rochas sedimentares possuem estruturas denominadas planos de estratificação, planos que são gerados durante a deposição dos sedimentos e marcam a posição original em que foram depositadas as camadas. Alguns maciços podem apresentar rochas intensamente laminadas ou com pequeno espaçamento entre os planos de acamamento. Essas discontinuidades intrínsecas ao maciço são superfícies propícias ao descolamento e a separação das camadas.

Segundo Mark & Molinda (2010), quando essas sequências de rochas estão sujeitas a tensão horizontal podem se tornar instáveis, causando deflexão, delaminação e esmagamento. Esse processo de instabilidade é denominado *cutterroof*, que pode ser definido como uma falha de compressão, que se inicia no canto da galeria e que pode se propagar até atingir uma

camada resistente ao cisalhamento, em alguns casos podem causar o descolamento da camada viga que contem os tirantes, Figura 13.

Figura 13 - (A) Ruptura do teto imediato devido a presença de rochas laminadas sob tensões horizontais; (B) Fotografia da ruptura de teto composto por rochas laminadas.

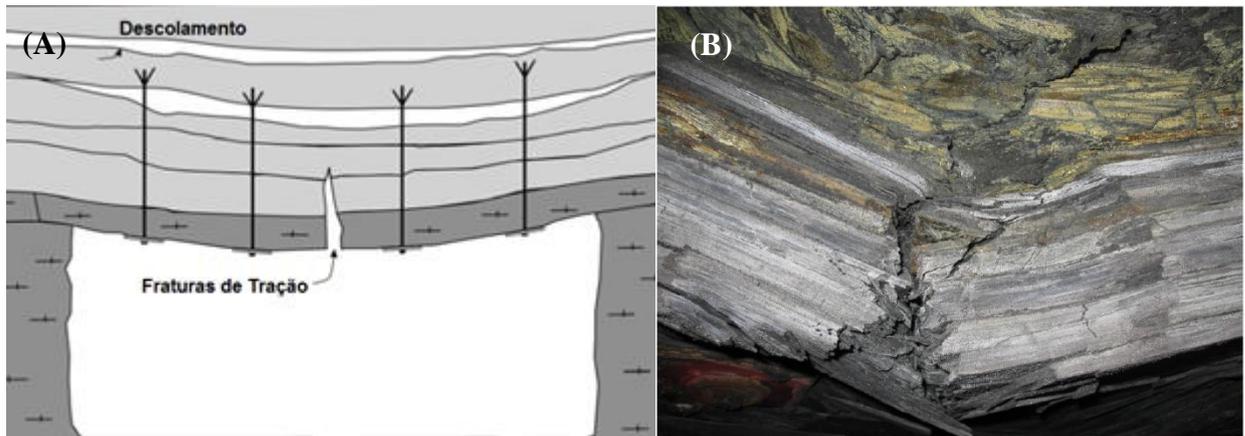


Fonte: Modificado de Mark & Molinda (2010)

### Arqueamento das Camadas

Segundo Mark & Molinda (2010), em locais onde a sequência de teto imediato é composta por espessas camadas de rochas fracas (folhelhos, siltitos, argilitos) e que não há intercalações de camadas competentes (arenitos, calcários maciços), podem ocorrer o arqueamento das camadas dirigidas pela força da gravidade. Com a deflexão das camadas, ocorrem fraturas de tração no centro das galerias e falhas de compressão nas laterais (*cutter roof*), Figura 14. Para haver o arqueamento é necessária a separação do contato entre a camada fraca e forte. Se o deslocamento se desenvolver acima da zona de ancoragem dos tirantes, pode ocorrer a ruptura total do teto imediato.

Figura 14 - Arqueamento das camadas dirigidas pela força da gravidade e aberturas de fraturas de tração no centro da galeria; (B) Fotografia da fratura de tração.



Fonte: Modificadas de Mark & Molinda (2010)

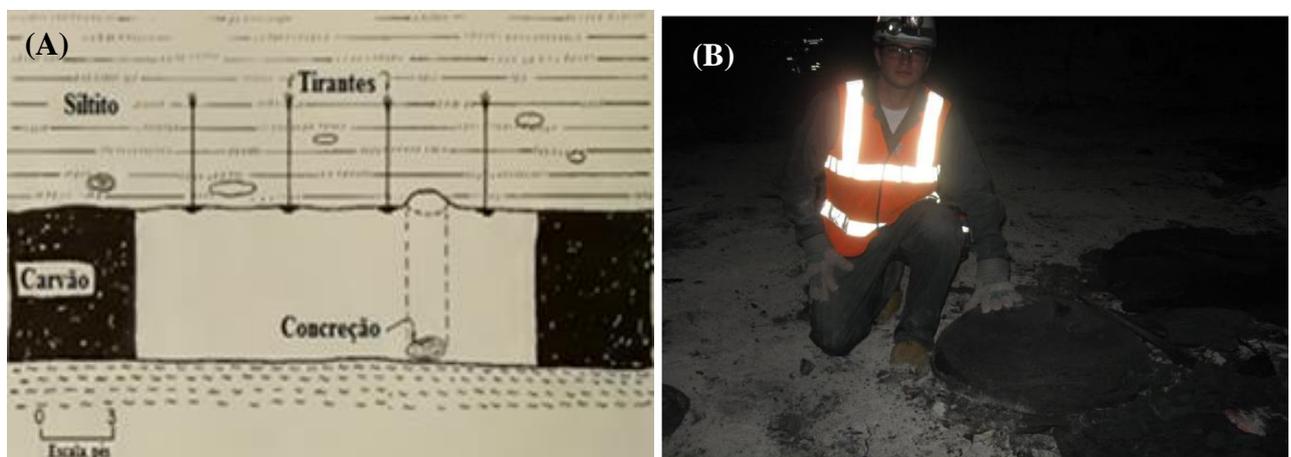
Ainda segundo Mark & Molinda (2010), para a prevenção, podem ser utilizados os seguintes artefatos:

- Suportes primários mais rígidos;
- Suportes em coluna total;
- Diminuir o espaçamento entre as linhas de suporte;

### Concreções

As concreções se formam pela precipitação dos minerais de cimentação em camadas sucessivas, formando nódulos de concreção em formato oval, com diversos tamanhos, que podem se desprender do teto, Figura 15.

Figura 15 - (A) perfil geológico ilustrativo dos nódulos de concreção; (B) fotografia da queda de nódulos.

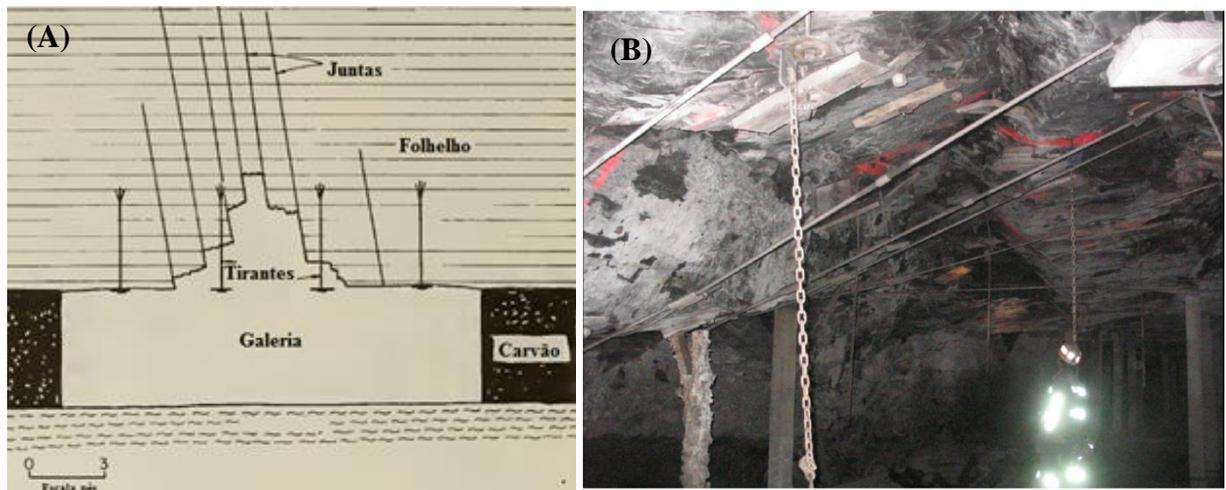


Fonte: A) Modificado de Moebes & Stateham (1986); (B) Mark & Molinda (2010)

## Falhas e Fraturas

As fraturas como são denominadas genericamente são descontinuidades presentes no maciço rochoso que podem ter gêneses diversas. Essas estruturas formam planos de quebra no maciço rochoso, favorecendo a formação de blocos. Figura 16

Figura 16 - (A) Perfil geológico ilustrando a formação de locos pela presença de juntas no maciço. (B) Fotografia de galeria com descontinuidades.



Fonte: (A) Modificado de Moebes & Stateham (1986); (B) Mark & Molinda (2010)

### 2.1.3 Causas Operacionais

#### *GlovingEffect*

Segundo Campbell *et al.* (2004), o *gloving effect* se refere a problemas de homogeneização da mistura de resina durante a instalação do tirante. Sendo que a porção que não é eficaz a mistura, reduz o comprimento efetivo da ancoragem, afetando negativamente a capacidade de reforço do teto imediato, Figura 17.

Pettibone (1987) atribui às causas do *gloving effect* a quatro motivos principais:

- Métodos/equipamentos arcaicos utilizados na operação.
- Questões relacionadas ao manuseio do equipamento e instalação.
- Insumos de baixa qualidade.

Figura 17 - Comparação entre tirantes instalados corretamente e incorretamente devido ao *gloving effect*.



Fonte: Autor

### **Tempo de Escoramento**

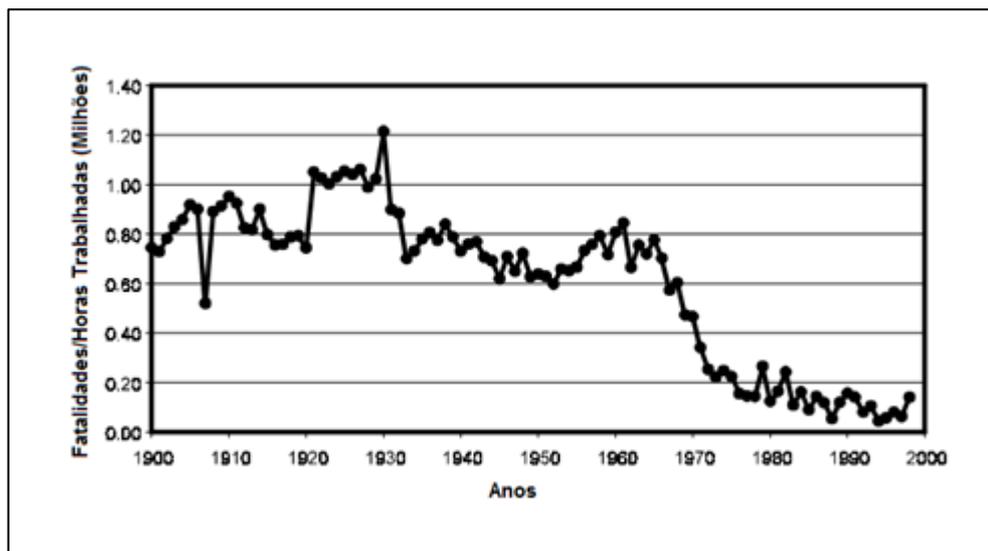
O tempo transcorrido entre a escavação da galeria subterrânea e o momento em que o maciço recebe o sistema de contenção é muito importante e deve ser controlado a fim de evitar grandes deformações das rochas do entorno da escavação.

### **2.3 MECANISMOS DE SUPORTE SUBTERRÂNEO EM MINAS DE CARVÃO**

Em minas de carvão subterrânea situadas na região carbonífera do sul de Santa Catarina é unanimidade o emprego de tirantes resinados pró-tensionados para suporte e controle do teto imediato. Dentre suas vantagens se destaca a relativa simplicidade na instalação, eficiência e a rapidez do processo de instalação dos parafusos.

Segundo Mark (2002) uma das maiores evoluções na mineração subterrânea de carvão mineral no século passado, foi a introdução, nas décadas de 40 e 50, do sistema de suportes por tirantes no controle de estabilidade do teto imediato principalmente nas minas de carvão dos Estados Unidos. Os parafusos de teto se mostraram mais eficientes, seguros e produtivos, quando comparado ao método do suporte com madeira, além de reduzir ao longo do século o índice de acidentes causados por quedas e rupturas do teto imediato, Figura 18.

Figura 18 - Gráfico de fatalidades causadas por quedas de teto/horas trabalhadas durante o século XX



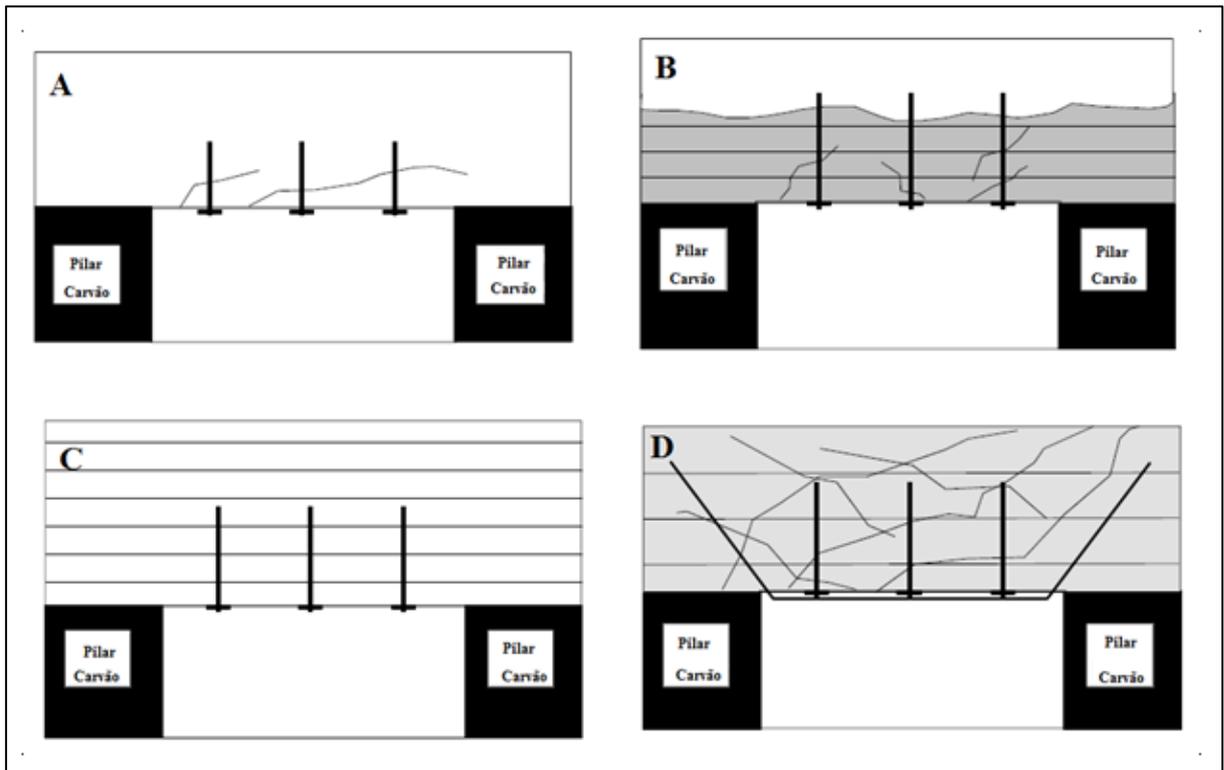
Fonte: Modificado de Mark (2000).

Segundo Hoek (1988), a função básica dos sistemas de suporte utilizando tirantes é aumentar a força interna do teto imediato. Esse incremento na resistência se dá pelos seguintes fatores:

- **Aumento do confinamento:** Com a utilização de tirantes há o aumento considerável da resistência dos estratos, já que o confinamento eleva a força de fricção entre os estratos.
- **Limitar a deformação:** os parafusos têm como atuação impedir a deformação das camadas, mantendo a integridade da linha de teto, impedindo também o deslocamento vertical ou horizontal dos estratos.
- **União dos estratos:** o teto imediato das minas é formado por sequências de camadas de rochas, com propriedades e competências distintas. A instalação do tirante faz a união da dos estratos fracos e fortes, formando apenas uma camada, competente.
- **Suporte de blocos:** em caso de rochas com descontinuidades formando blocos, os tirantes podem ter a função de suportar o peso morto do bloco que estão em alívio, para isso tem que possui a capacidade de suporte maior que o peso a ser sustentado.

O principal objetivo dos suportes subterrâneos é ajudar o maciço rochoso a se tornar competente e estável. O grau de reforço necessário para a contenção de cada maciço depende da geologia e o regime de tensões que o compõe, segundo Mark (2000). Sendo assim os suportes atuam de maneiras distintas para atender as solicitações de cada maciço. O mesmo autor sugere que existem quatro mecanismos de suporte, Figura 19:

Figura 19 – (A) Suporte simples, (B) efeito suspensão; (C) efeito viga; (D) suporte adicional.



Fonte: Modificado de Mark (2000)

### 2.3.1 Suporte simples

Quando o teto imediato é composto por rochas maciças e o níveis baixos de tensões, o maciço pode ser considerado competente e tem a capacidade de auto suporte. Porém fraturas, estratificações, *slickensides*, podem oferecer o risco de queda de pequenos blocos. Nesses casos são utilizados suportes com objetivos secundários, ou seja, somente para o controle de blocos individuais.

### 2.3.2 Suportes Complementares

Em casos onde o maciço é composto por rochas extremamente fracas ou possui elevado estado de tensões, somente os parafusos podem ser insuficientes para estabilizar o teto, sendo necessário o uso de cabos ou suportes passivos.

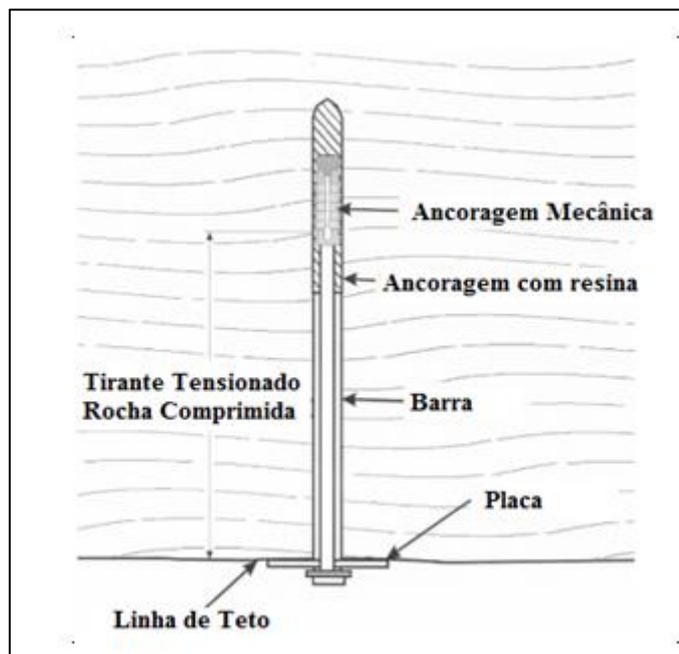
### 2.2.3 Efeito Suspensão

O mecanismo de suporte por efeito suspensão é aplicado onde a camada inferior, mais fraca, é suspensa em uma camada rígida, formando uma única camada de maior competência. O efeito de suspender as camadas fracas tem obtido bons resultados, Conway (1948), porém em situações onde a camada fraca possui espessuras maiores que um metro, o mecanismo de suspensão se torna instável.

A ancoragem pontual consiste em um parafuso ancorado pela parte superior e não contendo resina preenchendo todo o espaço entre o tirante e a rocha. Nesse caso, se utiliza a quantidade de resina necessária apenas para ancoragem do elemento de suporte subterrâneo.

Esse tipo de ancoragem é utilizado quando a configuração das camadas que compõe o teto imediato permite que o parafuso seja ancorado em uma camada forte e competente para que as camadas inferiores sejam suspensas, através da aplicação do torque, formando uma camada mais competente, Figura 20.

Figura 20 - Tirante ancorado pontualmente, por ancoragem mecânica ou por resina.



Fonte: Modificado de Dolinar & Bhatt (2000).

Segundo Unal (1986), o teto em processo de deslocamento ou flexão das camadas gera no tirante, em ancoragem pontual, uma força de tração. O parafuso responde essa tensão de tração com aplicação de uma força de compressão em direção contrária.

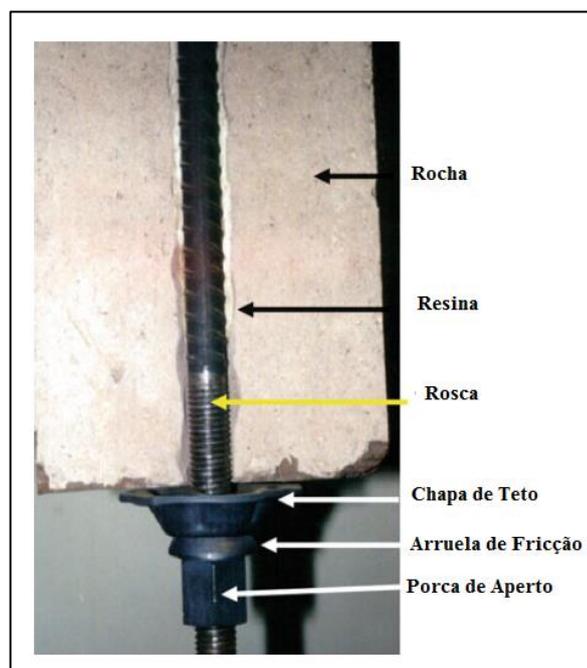
A aplicação de torque nesse tipo de ancoragem é de extrema importância, segundo Karabin & Hoch (1979) o torque aumenta a rigidez inicial do parafuso, até que a carga de rocha exceda essa tensão inicial, reduzindo assim a deformação dos estratos.

### 2.3.4 - Efeito Viga

O efeito viga é utilizado quando o teto imediato é formado por sequência litológica onde não há presença de camadas competentes, o suporte tem a função de “grampear” os estratos, criando uma viga. Os tirantes reforçam o teto mantendo a fricção entre os estratos e controlam a deformação do teto. O sistema de ancoragem por coluna total consiste em um tirante ancorado pela parte superior e tem todo o espaço entre a rocha e o parafuso preenchido por resina.

Segundo Serbousek & Signer (1987) o sistema de suportes por tirantes totalmente resinados é composto basicamente por três materiais: o parafuso, a resina, e o maciço rochoso. Cada componente tem diferentes propriedades materiais. O parafuso de aço possui características dúcteis e tem um alto valor de resistência e elasticidade, isso significa que pode suportar elevadas cargas e deflexões. A resina e as rochas que compõe o teto imediato possuem comportamento frágil e tem resistência e elasticidade mais baixas, que podem levar a ruptura por cisalhamento, Figura 21.

Figura 21- Relação entre os materiais envolvidos na ancoragem a de tirantes subterrâneos.



Fonte: Galvin (2016)

Segundo Peng (1986) os materiais usados nos suportes subterrâneos em coluna total (resina e aço) tem maior resistência do que as rochas que compõem maciço rochoso circundante, sendo assim em cada ponto ao longo do parafuso, a rocha encontra resistência quando os estratos do teto imediato tentam se movimentar verticalmente ou horizontalmente. A resistência na direção vertical é também chamada de restrição axial, enquanto que a resistência na direção horizontal é denominada restrição lateral. A restrição axial depende do travamento e fricção na interface de resina/rocha, enquanto que a restrição de movimento horizontal ocorre quando os estratos começam a deslizar horizontalmente contra o sistema de parafuso/resina. Estas resistências impedem ou minimizam que os estratos circundantes realizem o movimento de cisalhamento. Em sistema de parafusos coluna total, a espessura da construção da viga se dá em todo o comprimento do parafuso.

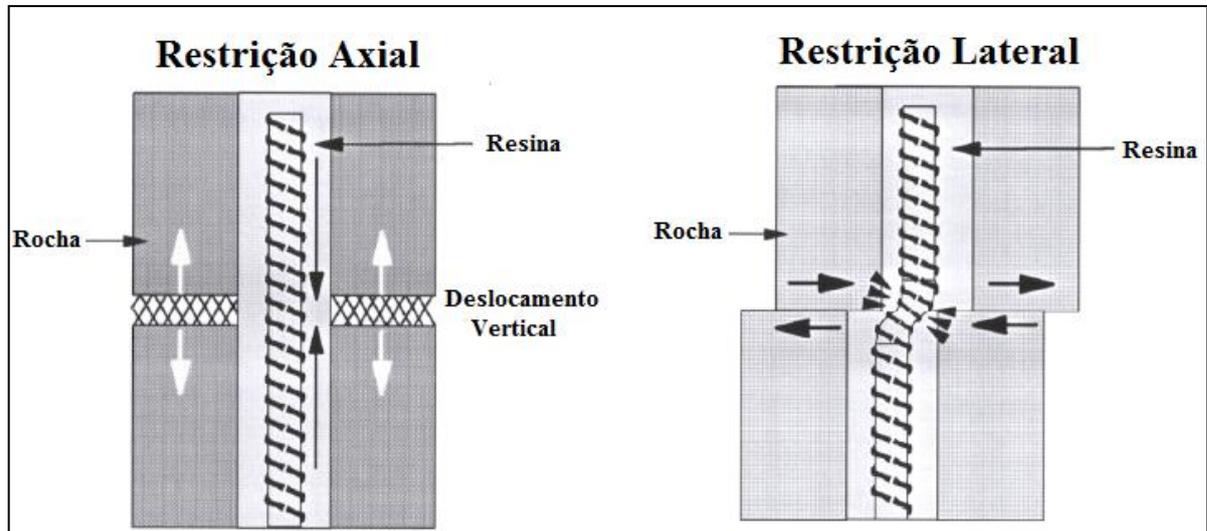
Ainda segundo Serbousek & Signer (1987) o parafuso totalmente preenchido por resina é um passivo sistema de reforço que não exerce qualquer força ativa ao teto imediato da mina. Isso significa que o parafuso fornece reforço quando há deslocamento da rocha. O movimento adicional aumenta a carga no parafuso e reduz a velocidade de movimento na rocha da mina.

Segundo Signer (1990), a redistribuição de forças ao logo de um tirante é resultado do movimento dos estratos que compõe o teto imediato. O movimento pode ser vertical (separação das camadas) e/ou horizontal (deslizamento entre as camadas). Um dos mecanismos utilizados para retardar o deslizamento dos estratos é justamente a utilização do parafuso totalmente preenchido por resina, sendo que a carga é transferida entre o parafuso e a rocha por resistência à cisalhamento da resina.

Segundo Dolinar & Bhatt (2000), o resultado da ancoragem coluna total é uma maior rigidez do sistema de suporte, o que significa incremento na resistência do movimento das rochas. Essa rigidez é alcançada pela rapidez em que as cargas são transferidas entre o tirante e a rocha, isso é possível porque a resina preenche todo o espaço vazio entre o maciço e o parafuso, favorecendo o maior contato entre ambos. Devido à rigidez do tirante, quando há carregamento do suporte, ocasionado pelo deslocamento da rocha, essa carga é distribuída ao longo do sistema, limitando o movimento.

Segundo Mark (2000), parafusos em coluna total podem ser carregados pelo movimento da rocha. Os movimentos podem ser pelo arqueamento vertical das camadas ou pelo cisalhamento ao longo dos estratos, Figura 22.

Figura 22 - Esquema de contenção de deslocamentos, à esquerda contenção axial, à direita contenção lateral de movimento.



Fonte: Modificado de Mark (2000)

A ancoragem por coluna total combinada com a aplicação de tensão nos tirantes forma o tipo de ancoragem com o maior número de benefícios, pois o sistema combina as características positivas de ambos os tipos de ancoragem. Quando instalado os tirantes comprimem as camadas inferiores do teto imediato com a aplicação do torque e têm suas forças distribuídas ao longo do suporte já que todo o parafuso está em contato com a rocha, Tadolini & Mazzoni (2006).

Segundo Peng (1986), a zona de compressão forma uma membrana estrutural, sendo capaz de tornar os estratos competentes, essa membrana teria comportamento semelhante a uma viga, dando nome ao efeito desejado.

### 2.2.5 Diferenças entre Efeito Viga e Suspensão

A diferença entre os dois mecanismos de suporte se dá basicamente pela diferença de rigidez do tirante, exercendo assim diferentes efeitos no maciço rochoso.

Segundo Mark & Barczak (2000) rigidez é a medida simples de quão rápido um suporte desenvolve a capacidade de carregamento de uma carga em resposta a convergência do teto. Rigidez é a medida de desempenho até que o suporte atinja sua capacidade máxima. Pode ser definida pela equação abaixo (3):

$$K = \left( \frac{A.E}{C} \right) \quad (3)$$

**K** - Rigidez, N/m;

**A** - Área, m<sup>2</sup>;

**E** - Módulo de Elasticidade, Mpa;

**C** - Comprimento m;

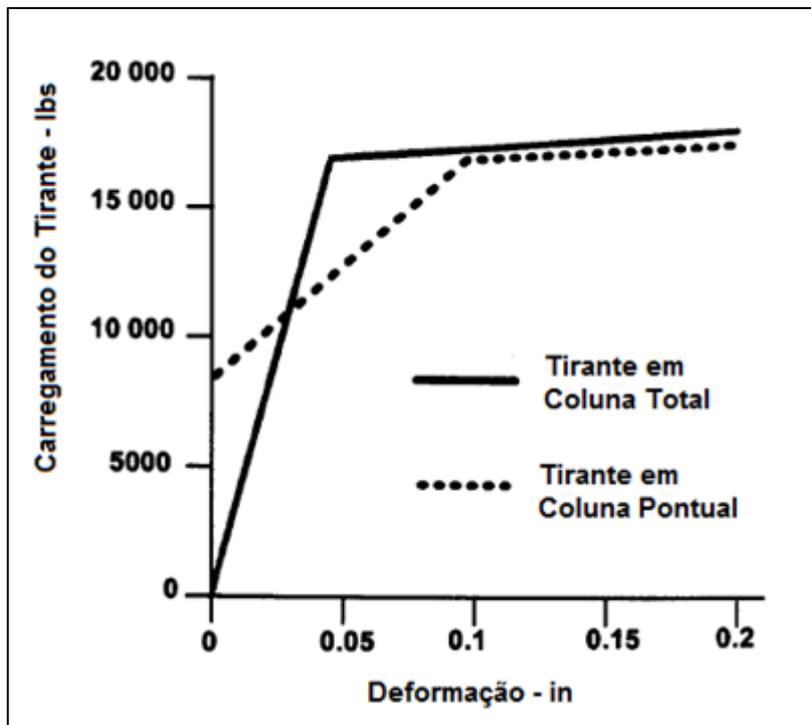
Suportes rígidos desenvolvem capacidade mais rapidamente e com menor deslocamento que suportes menos rígido. O elemento de suporte pode ser comparado a uma mola. Uma mola não rígida irá se comprimir mais para proporcionar a mesma força de resistência de uma mola rígida. Uma boa analogia é utilizar molas diferentes (uma rígida e outra pouco rígida), para uma mesma carga, a tendência é que a mais rígida tenha um menor deslocamento, enquanto a menos rígida apresentará um maior deslocamento para a mesma carga.

O comprimento do tirante afeta a rigidez do elemento de suporte. Com tirante de ancoragem pontual convencional, o parafuso é ancorado no seu topo e todo resto abaixo da ancoragem está “livre”. Portanto como o comprimento aumenta, a rigidez do parafuso diminui, significa que os parafusos mais compridos têm uma resposta mais suave e permitem que mais movimento do teto ocorra para o mesmo aumento na carga do parafuso. Para tirantes com coluna total, por outro lado, inicialmente não possuem comprimento livre e usualmente tornam-se altamente estressados em áreas localizadas em resposta aos movimentos do telhado. Por essa razão os parafusos coluna total são considerados mais rígidos que os tirantes em coluna pontual.

Dolina & Bhatt (2000), a alta rigidez é causada pelo contato total entre tirante/rocha e a capacidade de transferência de carga desenvolvida no sistema para a rocha. Por causa da rigidez superior do parafuso, significa que a resistência ao deslocamento da rocha irá se desenvolver tanto lateralmente quanto axialmente. Segundo o gráfico obtido por Mark (2000), utilizando os dados obtidos por Karabin & Hoch (1979), Figura 23, podemos fazer as seguintes afirmações:

- O tirante utilizando coluna pontual possui inicialmente carregamento maior que em tirantes com coluna total, que tem seu carregamento aumentado de acordo com o deslocamento da rocha.
- A ancoragem em coluna total permite carregamentos iguais, porém com menor deslocamento, nota-se pela inclinação da curva.

Figura 23 - Gráfico comparativo comportamental da deformação em função da ancoragem coluna pontual e em coluna total.



Fonte: Modificado de Mark (2000) *apud* Karabin & Hoch (1979).

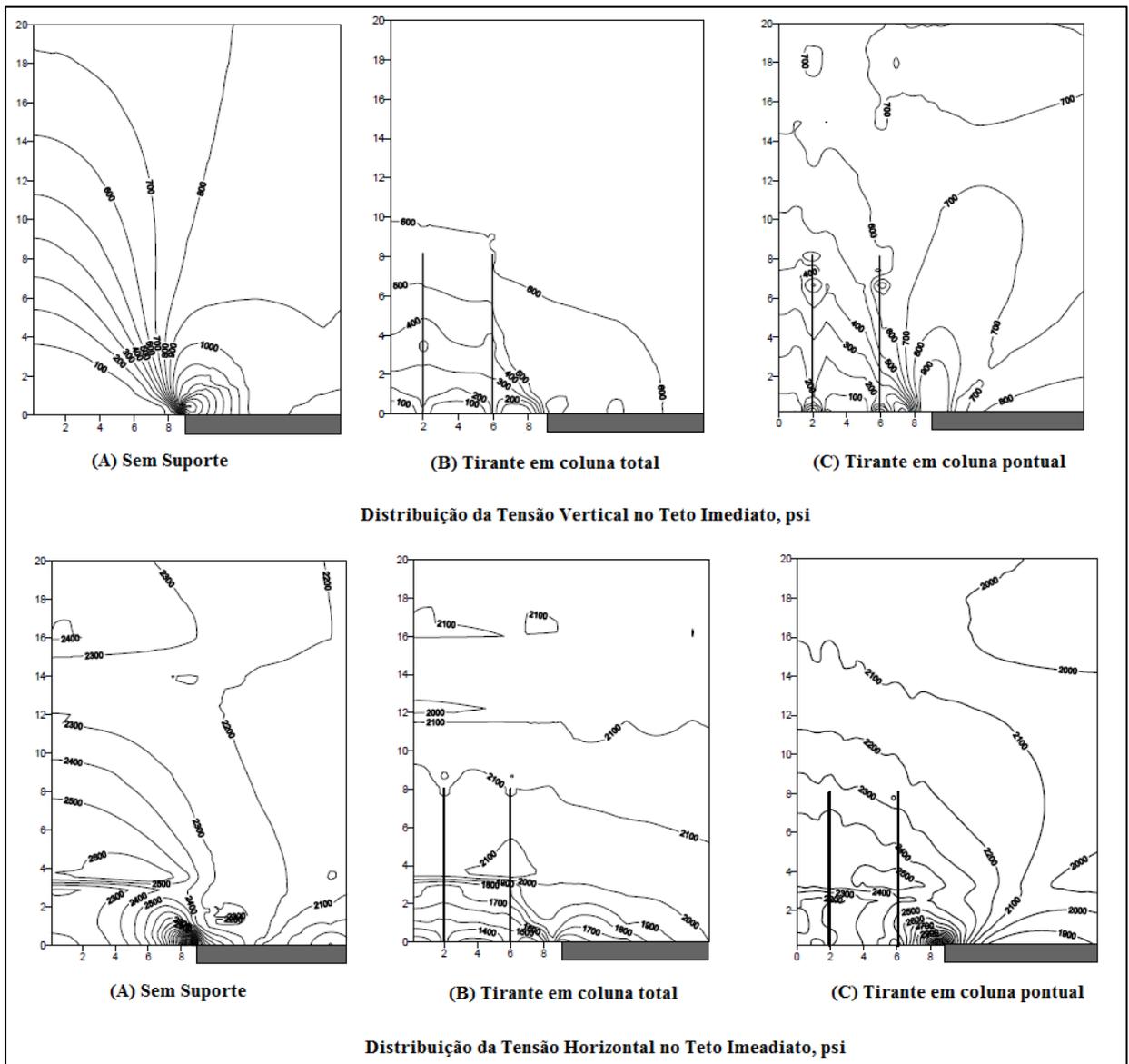
Mark (2000) realizou a medição *in situ* do comportamento dos tirantes e teto imediato, utilizando extensômetros de múltiplos pontos, *strain-gages* acoplados nos parafusos de teto e células de cargas. Foram realizadas medições em diversas minas, contemplando vários contextos geológicos, campo de tensões e suportes subterrâneos. Apesar dos autores considerarem pequeno o número de dados para fornecer respostas definitivas as dúvidas fundamentais sobre o assunto, foram obtidas informações valiosas a respeito. Dos parâmetros de projeto avaliados, a maior capacidade do tirante foi o item que claramente afetou a estabilidade do teto, sendo que parafusos com maior capacidade de carga influenciam positivamente a estabilidade.

Yassen *et al.* (2002), desenvolveu modelos numéricos utilizando o método dos elementos finitos para analisar o comportamento da tensões no maciço foram utilizados os dois principais tipos de ancoragem, coluna total e ancoragem pontual, a fim de entender a diferença entre elas.

Em uma das situações simuladas, Yassen *et al.* (2002) comparou as tensões principais (horizontal e vertical), em três situações: sem tirantes, tirantes em ancoragem coluna total e pontual.

Em ambos os modelos sem suporte, Figura 24 (A), observa – se a concentração de tensões horizontais e verticais, no canto superior, entre o pilar e o teto imediato. A tensão vertical. O modelo utilizando ancoragem em coluna total, Figura 24 (B), onde se percebe a distribuição de tensões mais homogênea, sem grandes concentrações em pontos específicos. A simulação computacional em ancoragem por coluna pontual, Figura 24 (C), apresentou mais concentração da tensão vertical na região de ancoragem, porém não reduziu as tensões concentradas no canto do pilar.

Figura 24- Simulações computacionais do comportamento das tensões principais, no teto imediato, Eixo X e Eixo Y (pés).



Fonte: Modificado de Yassen *et al.* (2002).

## 2.4 TIPOS DE SUPORTES SUBTERRÂNEOS - TIRANTES

Existe disponíveis no mercado e em utilização nas minas subterrâneas uma infinidade de elementos suporte utilizados na contenção de maciços rochosos. Esses elementos variam em tipo, comprimento, resistência e durabilidade conforme as solicitações do maciço rochoso e a disponibilidade de equipamentos para instalação.

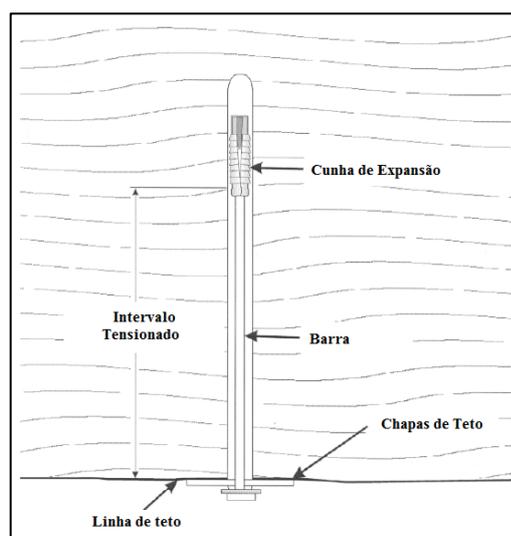
Segundo Hoek *et al.* (2000), os tirantes tem sido utilizados há vários anos para o suporte de escavações subterrâneas e também foram intensamente desenvolvidos para atender as necessidades da mineração e obras civis.

Os tirantes são caracterizados genericamente como hastes de aço, dotados de um elemento de ancoragem em uma das pontas e o conjunto de placas e porca na outra. Sendo o segundo utilizado para tensionamento do suporte, ou seja, depois de instalado a porca é utilizada para apertar a placa contra o maciço e transmitir força ao maciço. Os tirantes são divididos quanto ao tipo de ancoragem que utiliza.

### 2.4.1 Tirantes Ancorados Mecanicamente

Os tirantes ancorados mecanicamente são hastes de aço dotadas de um sistema expansivo em sua ponta, ao qual, um conjunto de roscas e cunhas se expande contra a parede do furo, quando rotacionadas, gerando atrito necessário para ancorar o tirante, Figura 25.

Figura 25- Ilustração esquemática de tirante ancorado mecanicamente por cunha de expansão.



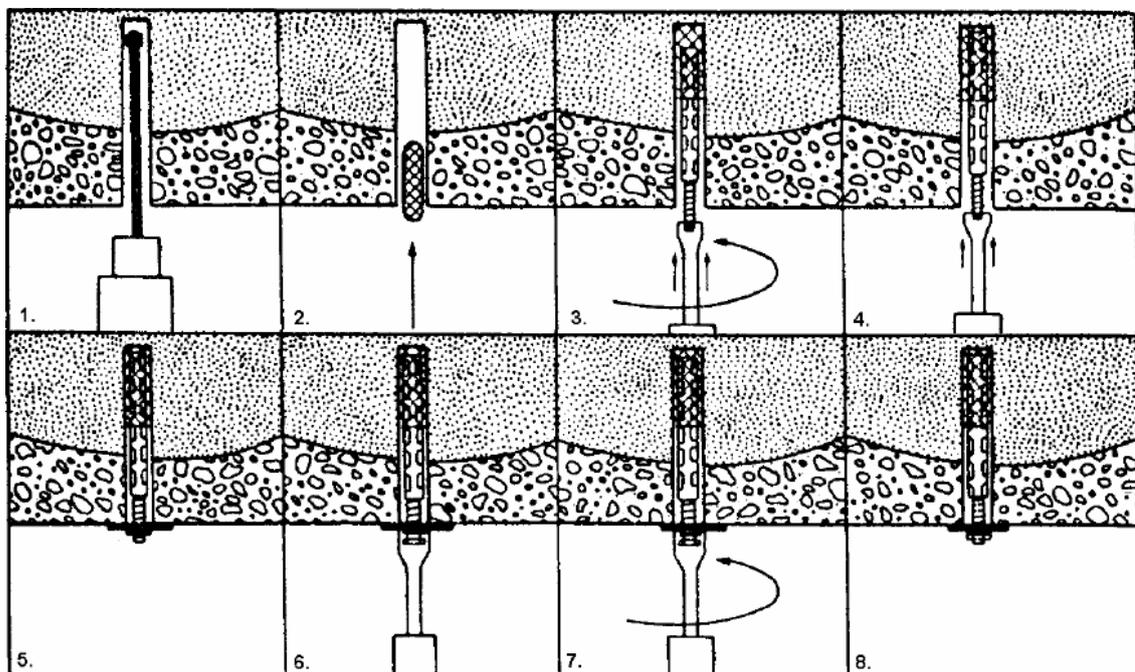
Fonte: Modificado de Dolinar & Bhatt (2000).

Os tirantes ancorados mecanicamente não são indicados para rochas moles ou fraturadas, pois a cunha de ancoragem pode escapar, já que essas rochas não oferecem o atrito necessário. As vibrações ocasionadas pelas detonações também são fatores que devem ser levados em conta na escolha desse tipo de ancoragem.

#### 2.4.2 Tirantes Ancorados em Coluna Pontual (*Pointed Anchor*)

Segundo Hoek *et al.* (2000), os tirantes podem ser fixados por resinas, que tem o objetivo de preencher o espaço anelar entre o furo e o tirante gerando atrito necessário para uma ancoragem muito segura. A resina é disposta em cartuchos de plástico, contendo dois compartimentos onde são alocados separadamente a resina e o catalisador. Para realizar a procedimento de ancoragem, o cartucho é inserido até o final do furo e posteriormente, rompido e rotacionado, pelo próprio tirante, fazendo com que os compartimentos se rompam e ocorra a mistura dos componentes. Em alguns minutos após a mistura ocorre a cura da resina, dependendo da especificação de cada fabricante, Figura 26.

Figura 26 - Sequência de instalação de tirantes utilizando resinas de poliéster para a ancoragem do tirante.



Fonte: Karabin & Hoch (1979)

O maior custo de cada unidade é compensado pela eficiência e rapidez da instalação do tirante. Há também desvantagens na utilização das resinas: o catalisador e a resina são compostos que tem vida útil relativamente baixa e são suscetíveis a temperatura e condições

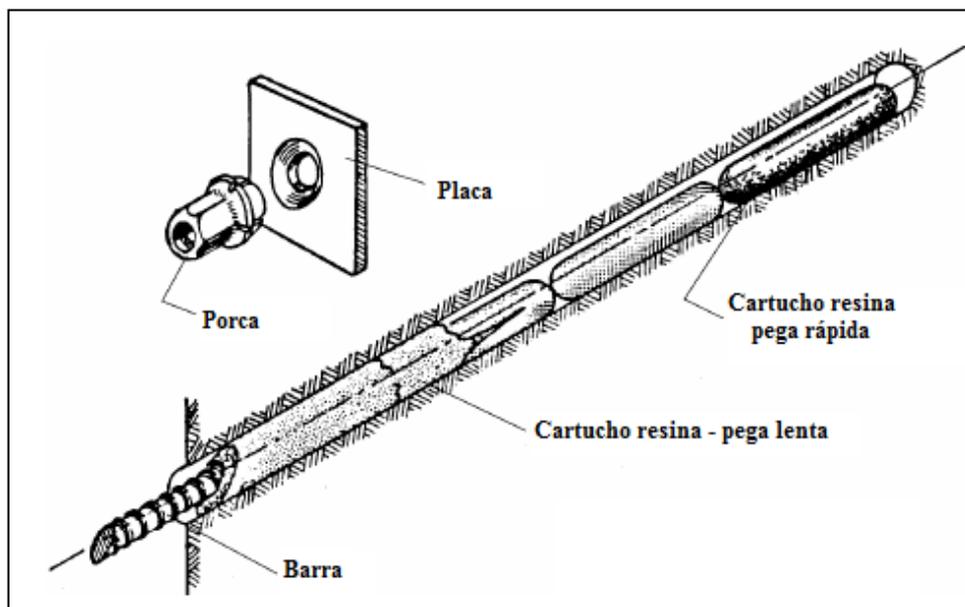
de armazenamento. Em rochas fracas e argilosas pode o deslizamento do cartucho no interior do furo, ocasionando mistura insatisfatória dos componentes da resina. Em rochas fraturadas pode ocorrer o escape dos componentes pelas fraturas, dificultando a instalação dos parafusos.

### 2.4.3 Tirantes Ancorados em Coluna Total (*Fully Grouted*)

Os tirantes em coluna pontual são aqueles preenchidos por resina ao longo de todo o comprimento da haste. Segundo Weiss (2003) os parafusos de coluna total consistem em hastes de aço rugosas, com material colante e placa de apoio, com a função de melhorar a ancoragem em estratos fracos.

Ainda segundo Hoek *et al.* (2000) em casos onde seja necessária a aplicação de tensão e preenchimento de todo o espaço entre o furo e o tirante, pode ser usado cartuchos de resina com diferentes tempos de cura. Nesse caso o primeiro cartucho inserido possui o menor tempo de cura e tem a função de ancoragem/fixação do parafuso e os demais cartuchos de preencher o espaço vazio, tendo tempo de cura superior ao primeiro cartucho. Para que o tensionamento do suporte tenha efeito o aperto tem que ocorrer antes da cura dos cartuchos de preenchimento, Figura 27.

Figura 27 - Conjunto de tirante e cartuchos de resina introduzidos no furo, resina pega rápida, com a função de ancoragem e resina pega lenta para preenchimento do furo.



Fonte: Modificado de Hoek *et al.* (1988).

## 2.4 SISTEMAS DE CLASSIFICAÇÃO DE MACIÇOS ROCHOSOS

Segundo Hoek *et al.* (2000) no início dos estudos e projetos, onde o conhecimento sobre as características do maciço rochoso são poucos, o uso dos sistemas de classificação são de grande utilidade, permitindo que informações geotécnicas relevantes sejam consideradas. Porém a utilização da classificação não pode ser a única fonte de informação na elaboração do projeto.

A necessidade de uma descrição sistemática e objetiva das condições dos maciços rochosos surgiu com o objetivo de adequar as técnicas de projetos às características únicas de cada maciço, segundo Stewart & Forsyth (1995).

Para obter um adequado projeto de sustentação de escavações subterrâneas é de extrema importância o reconhecimento das propriedades do maciço rochoso a ser escavado, a fim de estimar seu comportamento e conseqüentemente ter subsídios para determinar o tratamento mais eficaz para o mesmo. Segundo Bieniawski (1989) o reconhecimento das características do maciço pode ser realizado através dos sistemas de classificação geotécnica, que tem como objetivo:

- Identificar os parâmetros mais significantes que influenciam no comportamento do maciço.
- Dividir o maciço em grupo ou classes que possuem comportamento e características semelhantes.
- Fornecer bases para o entendimento das características de cada classe de rocha.
- Fornecer dados quantitativos e guias para formulação de cálculos em projetos de sustentação.
- Criar uma padronização dos dados para facilitar a comunicação entre os profissionais.

O sistema de classificação proposto por Terzaghi (1946) é considerada a primeira tentativa de sucesso, dando subsídios ou referencia para os sistemas subsequentes. Terzaghi (1946) considerou as descontinuidades do maciço e classificou as rochas em nove categorias, além disso, propôs cálculos para determinação do fator de carregamento, utilizado para no dimensionamento de suportes.

Deere (1964) propôs o índice RQD (*Rock Quality Designation*), uma metodologia simples que se baseia na recuperação dos testemunhos de sondagem para avaliar a qualidade da rocha.

O sistema de classificação geomecânica Q, proposto por Barton *et al.* (1974), se baseia na observação de um grande banco de dados de escavações subterrâneas, com a finalidade de determinar as características dos maciços rochosos, numa escala logarítmica que varia de 0,001 até 1000, além dos determinar os requisitos dos suportes para escavações subterrâneas.

Mark & Molinda (1994) fizeram adaptações dos sistemas de classificações de maciços e apresentar o sistema CMRR (*Coal Mass Roof Rating*), exclusivo para classificação de rochas do teto de minas de carvão subterrâneas.

Weiss (2003) propôs em seu trabalho o pioneirismo, em Santa Catarina, na aplicação do método de classificação de maciços sedimentares que compõe o teto imediato de minas subterrâneas de carvão o *Coal Mine Roof Rating* (CMRR), desenvolvido pelo *U.S. Bureau of Mines*, Molinda & Mark (1994).

Hoek *et al.* (1994) propôs a criação do sistema *Geological Strength Index* - GSI com objetivo de se estimar parâmetros importantes do critério de Hoek & Brown Generalizado. A determinação do valor de GSI leva em consideração basicamente a estrutura e a qualidade da superfície da rocha. A qualidade da superfície da rocha, em conjunto com a avaliação visual do maciço é usada como entrada direta para a seleção de parâmetros relevantes para a estimativa da resistência dos maciços rochosos. O GSI foi desenvolvido especificamente para atender a necessidade da confiabilidade dos dados de entrada, principalmente aqueles relacionados às propriedades de caracterização dos maciços, para análise numérica, no dimensionamento de projetos para túneis, taludes ou fundações em rochas.

Existem diversos tipos de sistemas de classificação geomecânica, o presente estudo terá como base o sistema *Rock Mass Rating* (RMR), proposto por Bieniawski (1989).

#### **2.4.1 RMR clássico**

A classificação *Rock Mass Rating* proposta por Bieniawski (1989) é um dos sistemas mais utilizados para estimar a qualidade dos maciços rochosos em projetos mineiros atualmente, ele auxilia na estruturação do projeto, proporcionando uma projetos adequados ao maciço rochoso. O RMR tem sido aplicado tanto para minas subterrâneas, quanto para unidade mineiras a céu aberto.

O sistema de classificação geotécnica RMR utiliza seis parâmetros e fatores de ajuste para caracterização e ranqueamento do maciço a ser escavado. Os dados podem ser obtidos através da descrição geotécnica de testemunhos de sondagem ou através da descrição de

afloramentos do maciço. Esses parâmetros apresentam pesos de acordo com sua importância, que após sua soma, resulta num número absoluto (de 0 a 100) que informa a qualidade do maciço. Tabela 1.

Tabela 1 – Tabela para consulta dos parâmetros e coeficientes da classificação RMR, modificado de Bieniawski (1989).

Parâmetros		Coeficientes							
1	Resistência da rocha intacta	Carga pontual	>10 Mpa	4 -10 Mpa	2 -4 Mpa	1 - 2 Mpa	Ver compressão Uniaxial		
		Compressão Uniaxial	>250 Mpa	100 - 250 Mpa	50 - 100 Mpa	25 - 50 Mpa	5-25 Mpa	1-5 Mpa	< 1 Mpa
	Pesos		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90 - 100 %	75 - 90 %	50 - 75 %	25 - 50 %	< 25 %		
	Pesos		20	17	13	8	3		
3	Espaçamento das descontinuidades		> 2 m	0,6 - 2 m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	< 60 mm		
	Pesos		20	15	10	8	5		
4	Condição das descontinuidades	Tabela de Descontinuidades							
5	Presença de água	Caudal por 10 m de comprimento de túnel	Nenhum	< 10 l/min	10 - 25 l/min	25 - 125 l/min	> 125 l/min		
		Relação pressão vs tensão principal máxima	Completamente seco	Água intersticial	Úmido	Escorrimentos	Entrada de água		
	Pesos		15	10	7	4	0		

Fonte: Bieniawski (1989)

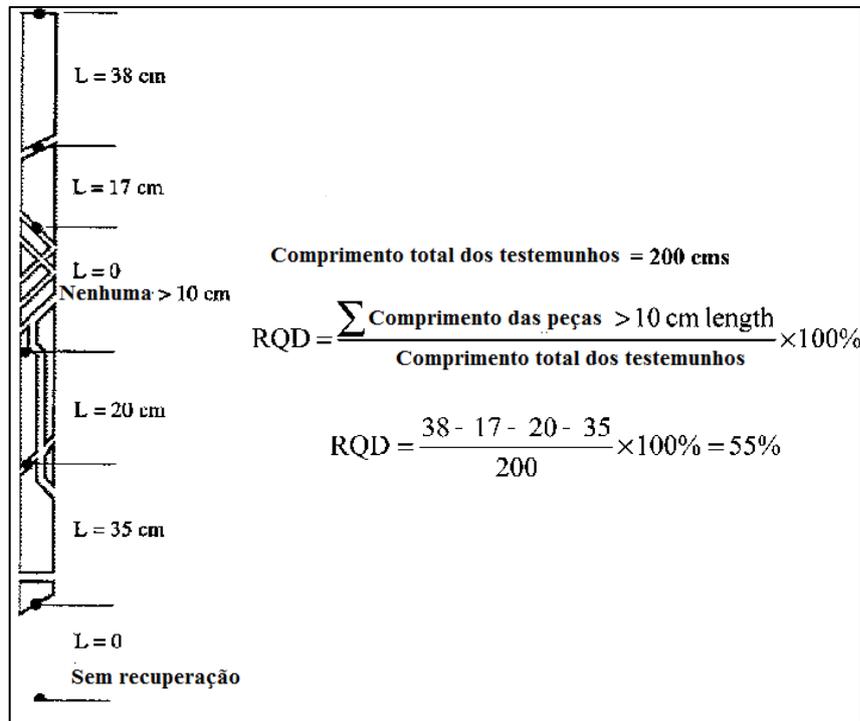
### Compressão Uniaxial:

A tensão de ruptura por compressão uniaxial é indicativa da resistência da rocha intacta quando submetidas à determinada carga. O ensaio de compressão uniaxial se baseia na ABNT (2010), para ensaios de compressão simples em rochas.

### Rock Quality Designation - RQD

O parâmetro RQD é obtido através da descrição testemunhos de sondagem, com diâmetro mínimo de 54 mm. Para cada manobra de sondagem é medido cada pedaço de testemunhos, sendo que o comprimento dos tarugos de comprimentos iguais ou maiores que 10 cm, são somados e divididos pelo comprimento total do furo, Figura 28.

Figura 28 - Ilustração demonstrando a metodologia de calculo de RQD

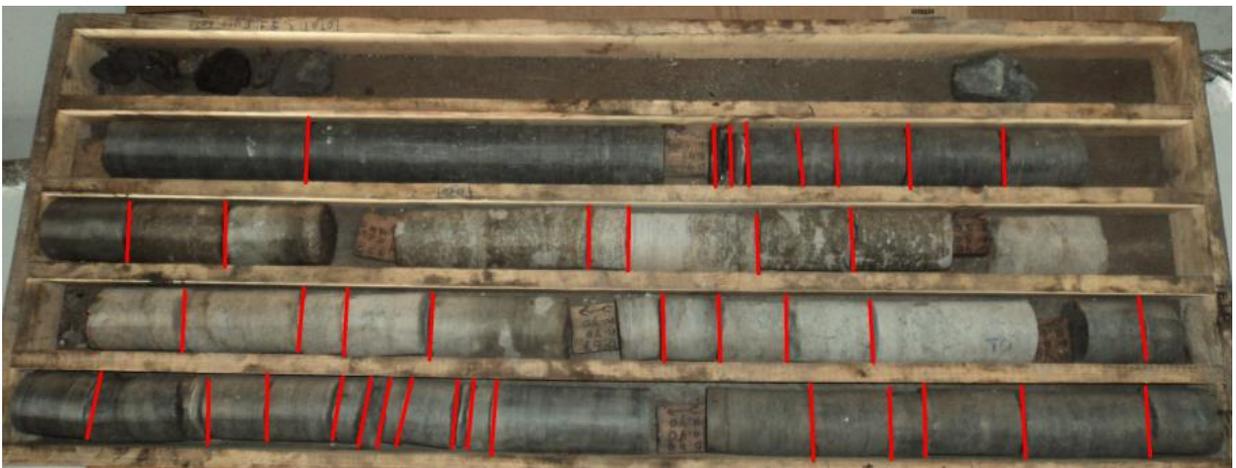


Fonte: Modificado de Deere (1989).

## Espaçamento

O espaçamento corresponde à distância entre duas descontinuidades adjacentes de uma mesma família, Figura 29. Em termos práticos, considera-se a distância entre quaisquer duas descontinuidades, ao longo do testemunho de sondagem. O espaçamento pode ser expresso pela média da distância entre as descontinuidades. Também pode ser calculada pela razão o número de fraturas pelo comprimento total dos testemunhos.

Figura 29 - Testemunhos de sondagem (FT-01) do teto imediato, camada Barro Branco.



Fonte: Autor

### Condição das Descontinuidades

O peso relativo à condição das descontinuidades é obtido por meio da análise da superfície da fratura e definir suas características: persistência, abertura, rugosidade, preenchimento e alteração Tabela 2.

Tabela 2 - Tabela coeficiente com propriedades das descontinuidades,

Característica	Valor / Peso Atribuído				
<b>Comprimento das descontinuidades (persistência)</b>	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
<b>Peso</b>	6	4	2	1	0
<b>Abertura</b>	Nenhuma	< 0,1 mm	0,1 - 1,0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
<b>Peso</b>	6	6	4	1	0
<b>Rugosidade</b>	Muito rugosa	Rugosa	Ligeiramente rugosa	Quase lisa	Lisa
<b>Peso</b>	6	5	3	1	0
<b>Preenchimento</b>	Nenhum	Duro com espessura < 5 mm	Duro com espessura > 5 mm	Mole com espessura < 5 mm	Mole com espessura > 5 mm
<b>Peso</b>	6	4	2	2	0
<b>Grau de alteração</b>	Não alterada	Ligeiramente alterada	Moderadamente alterada	Muito alterada	Em decomposição
<b>Pesos</b>	6	5	3	1	0

Fonte: Bieniawski (1989)

Ao final da descrição e soma dos atributos, são realizados os ajustes em função da orientação das descontinuidades em relação a direção do eixo da escavação, avaliando se são favoráveis ou não a qualidade do maciço. Os ajustes são apresentados na Tabela 3

Tabela 3 parâmetros de ajuste da orientação das descontinuidades em relação a escavação.

Ajuste – Orientação das Descontinuidades					
Direção e mergulho das descontinuidades	Muito Favorável	Favorável	Aceitável	Desfavorável	Muito Desfavorável

	0	-2	-5	-10	-12
Pesos	0	-2	-7	-15	-25
	0	-5	-25	-50	-60

Fonte: Bieniawski (1989)

Com base nos coeficientes de RMR obtidos é possível classificar as rochas em função da sua qualidade e estimar alguns parâmetros geomecânicos genéricos como a coesão e ângulo de atrito interno. Tabela 4.

Tabela 4 - Classificação do maciço rochoso através do coeficiente RMR, Bieniawski (1989).

RMR	81- 100	61-80	41-60	21-40	<20
Classes	I	II	III	IV	V
Qualidade do maciço	Muito bom	Bom	Regular	Fraco	Muito fraco
Coesão estimada (Kpa)	>400	300-400	200-300	100-200	<100
Ângulo de atrito estimado	>45	35-45	25-35	15-25	<15

Fonte: Bieniawski (1989)

#### 2.4.2 RMR retro

O RMR clássico através da descrição de testemunhos de sondagem é a maneira mais usual para obter o índice de qualidade de rochas, porém existe outra forma para se estimar esse índice. Unal (1986) propôs a classificação do maciço rochoso através da observação *in situ* das rupturas de teto. Para isso é necessário ter as relações geométricas da ruptura, largura da galeria e altura de caimento, para estimar o índice de qualidade do maciço rochoso, variáveis da equação abaixo (4):

$$RMR = 100 \left( 1 - \frac{H_t}{L} \right) \quad (4)$$

RMR - Coeficiente de qualidade de rocha;

$H_t$  - Altura de caimento, (m);

L - Largura da escavação, (m);

## 2.5 DIMENSIONAMENTO DE SUPORTES SUBTERRÂNEOS – EFEITO VIGA

A partir do coeficiente de classificação do maciço rochoso é possível estimar os parâmetros técnicos básicos que são utilizados rotineiramente no dimensionamento de tirantes. Esses fatores de projeto são estimados através de fórmulas empíricas que além do valor de RMR utilizam outras características para estimativa do comportamento do maciço.

Após a caracterização do maciço rochoso obtém-se um valor absoluto que representará matematicamente a qualidade das rochas que o compõe. O valor desse parâmetro é muito utilizado para se dimensionar os elementos de suporte e outras características do maciço: altura de carregamento, dimensionamento e pressão nos tirantes e o fator de segurança.

Os itens a seguir se referem ao dimensionamento de tirantes utilizando o efeito viga. Para o dimensionamento do tirante por efeito suspensão é utilizado o item 2.2.5.

### 2.5.1 Altura de Carregamento

Para estimar a altura de carregamento do maciço rochoso (Figura 30), sob a escavação, foi proposto por Unal (1986) uma fórmula empírica (5), a qual relaciona o índice de qualidade de rocha e a largura da escavação.

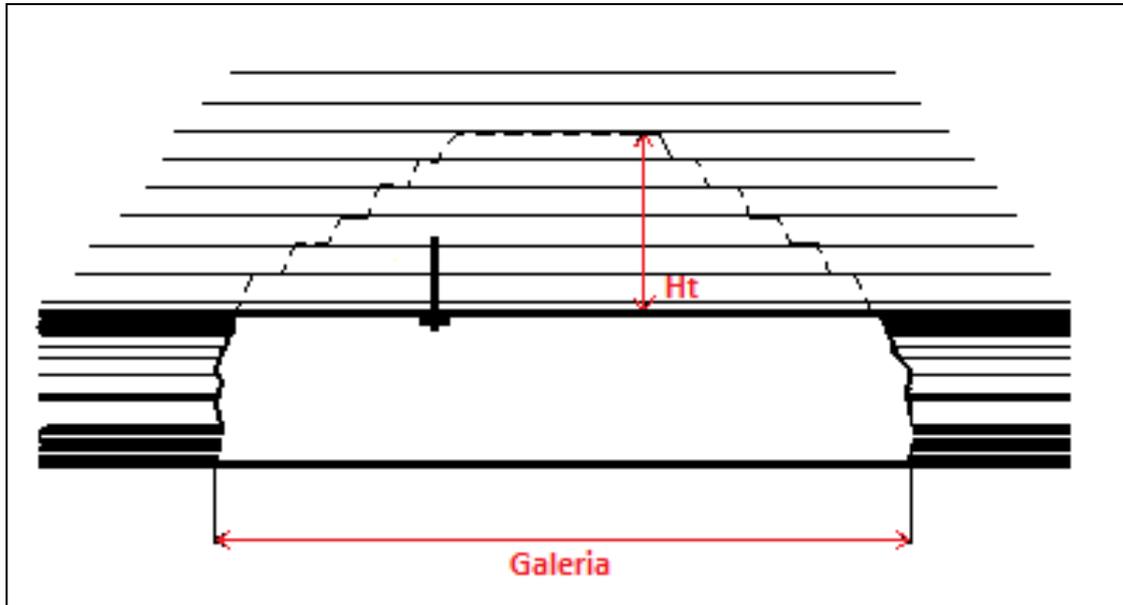
$$H_t = \left(1 - \frac{RMR}{100}\right)L \quad (5)$$

$H_t$  - Altura de Carregamento, m;

RMR - Índice da Classificação geotécnica;

L - Largura da Galeria, m;

Figura 30 - Altura de carregamento da galeria ( $H_t$ ), estimada através da relação entre qualidade de rocha (RMR) e comprimento da galeria (L).



Fonte: Autor

### 2.5.2 Comprimento dos Tirantes

Para se determinar o comprimento mínimo dos tirantes foi proposto por Unal (1983) a fórmula empírica (6) indicando que esse comprimento deve ser ao menos a metade da altura de carregamento. Esse dimensionamento é válido somente para tirantes completamente resinados (efeito viga).

$$C = \left( \frac{H_t}{2} \right) \quad (6)$$

C - Comprimento mínimo do tirante, m;

$H_t$  - Altura de carregamento, m;

### 2.5.3 Pressão nos Tirantes

Unal (1983) propôs, para a mineração de carvão, a fórmula empírica, equação 5 para prever qual a pressão será exercida nos tirantes, levando em conta a qualidade do maciço, largura da galeria e a densidade das rochas que compõe o teto imediato.

$$P = \left( \frac{100 - RMR}{100} \right) \cdot L \gamma \quad (7)$$

P - Pressão nos tirantes, Kg/m<sup>2</sup>;

RMR - Coeficiente de qualidade de rocha;

L - Largura da galeria, m;

$\gamma$  - Densidade do maciço rochoso, Kg/m<sup>3</sup>;

#### 2.5.4 Fator de Segurança

O fator de segurança é uma relação entre forças (forças resistentes/forças atuantes) que indica a proporção entre a carga total suportada, perante as solicitações. Neste trabalho, o termo Fator de Segurança (FS) é utilizado para expressar a relação entre a capacidade de suporte de um tirante ou de um conjunto de tirantes diante da situação de carregamento solicitada pela escavação (8).

$$FS = \left( \frac{C}{S} \right) \quad (8)$$

**FS** - Fator de segurança

**C** - Carga suportada pelo tirante, Kg;

**S** - Solicitação de carregamento do tirante, Kg;

#### 2.6 DIMENSIONAMENTO DE SUPORTES SUBTERRÂNEOS – EFEITO SUSPENSÃO

O método de ancoragem por suspensão de camadas também é amplamente utilizado em minas de carvão mineral, para alcançar esse efeito é necessária uma sequência de teto que permita a ancoragem do tirante em camada de rocha competente, fazendo com que a camada fraca seja suspensa.

Segundo Fairhurst & Singh (1974), o efeito suspensão só deve ser utilizado em ambientes de baixas tensões, já que o esse tipo de efeito pode aumentar significativamente as tensões horizontais aplicadas no tirante.

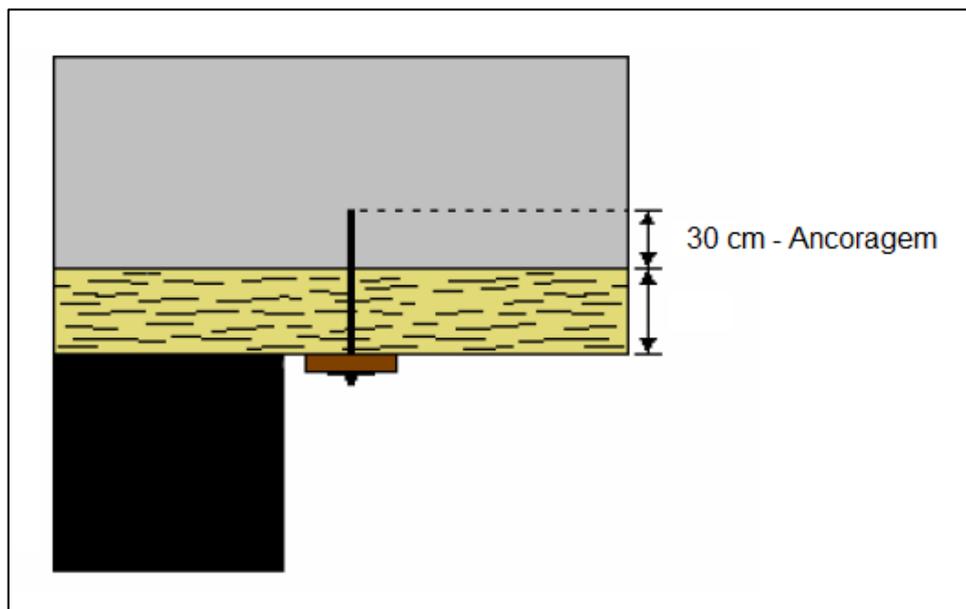
### 2.6.1 Altura de Carregamento

A determinação da altura de carregamento em ancoragem por suspensão é estimada pela espessura da camada a ser suspensa, uma vez que dentro da sequência de rochas que compõe o teto imediato somente ela não possui a capacidade de auto suporte, tendo assim que ser suspensa na camada superior mais competente.

### 2.6.2 Comprimento dos Tirantes

Quanto à estimativa do comprimento dos tirantes, segundo Mark & Molinda (1994), leva se em consideração a espessura da camada suspensa mais o comprimento de ancoragem na camada competente, estima-se que são necessários ao menos 30 cm de ancoragem, (Figura 31). Sendo assim o comprimento mínimo do tirante deve ser a espessura da camada a ser suspensa mais 30 cm da ancoragem.

Figura 31 – Método de definição do comprimento dos tirantes por efeito suspensão.



Fonte: Weiss (2003)

### 2.5.3 Pressão nos Tirantes

Obert & Duvall (1967) propõe para o dimensionamento de carga utilizando efeito suspensão a equação abaixo (9). Basicamente a fórmula leva em consideração o peso da camada a ser suspensa.

$$C_s = \left( \frac{LBdh}{(n_1 + 1)(n_2 + 1)} \right) \quad (9)$$

$C_s$  - Carga do tirante em suspensão, Kg;

$B$  - Comprimento da Galeria, m;

$L$  - Largura da Galeria, m;

$d$  - Densidade do Maciço rochoso, Kg/m<sup>3</sup>;

$h$  - Espessura da Camada a ser Suportada, m;

$n_1$  - Número de Tinhas de Tirantes;

$n_2$  - Número de Tirantes por Linha;

#### 2.6.4 Fator de Segurança

O fator de segurança é uma relação entre forças (forças resistentes/forças atuantes) que indica a proporção entre a carga total suportada, perante as solicitações. Neste trabalho, o termo Fator de Segurança (FS) é utilizado para expressar a relação entre a capacidade de suporte de um tirante ou de um conjunto de tirantes diante da situação de carregamento solicitada pela escavação (10).

$$FS = \left( \frac{C_s}{S} \right) \quad (10)$$

FS - Fator de segurança;

$C_s$  - Carga suportada pelo tirante por suspensão (Kg);

$S$  - Solicitação de carregamento do tirante (Kg).

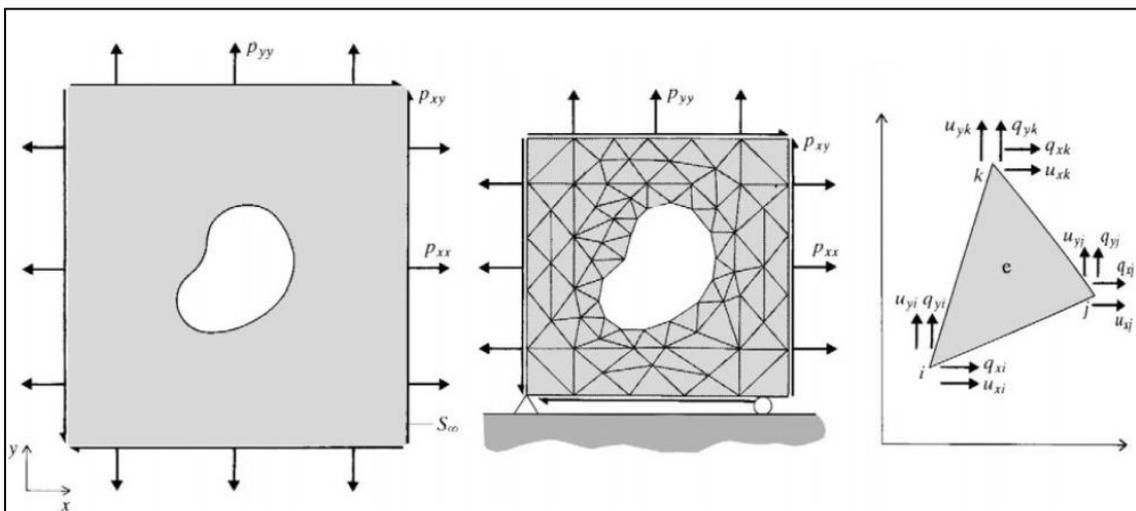
#### 2.7 MÉTODO DOS ELEMENTOS FINITOS – SOFTWARE PHASE® 2

O método dos elementos finitos realiza a divisão do problema em pequenos elementos mais simples que permite resolver situações complexas, essa simplificação permite ao computador realizar estas tarefas. Como são elementos de dimensões finitas, são chamados de “elementos finitos” termo que nomeia o método, Figura 32.

Os elementos finitos são conectados entre si por pontos, os quais são denominados de nós. Ao conjunto de todos esses itens, elementos e nós, denomina-se malha. Em função dessas subdivisões da geometria, as equações matemáticas que definem o comportamento físico não são resolvidas de maneira exata, mas de forma aproximada. A precisão desse Método irá depender da quantidade de nós e elementos, do tamanho e dos tipos de elementos da malha. Sendo assim quanto menor for o tamanho do problema e maior for o número de divisões de determinada malha, maior será a precisão nos resultados obtidos na análise.

Segundo Brady & Brown (1985) o método dos elementos finitos se baseia na definição do domínio do problema. Definido os limites é realizada a divisão do meio contínuo em um determinado número finito de elementos que possuem uma interação entre si. A partir da relação entre os elementos é definido o comportamento do maciço rochoso.

Figura 32 - Sequência de trabalho utilizado método dos elementos finitos, ilustrando a discretização do cenário a ser modelado em pontos finitos (nós).



Fonte: Brady & Brown (1985)

### 2.7.1 Critério de Ruptura Hoek & Brown Generalizado

Quando se trata de estimar a resistência de um maciço rochoso, existe a dificuldade em determinar qual a diferença entre a rocha intacta e o maciço rochoso no que tange o comportamento geomecânico. A rocha intacta é a parte do maciço que não possui discontinuidades e/ou alterações. Os ensaios em laboratório para determinação da resistência são realizados em rocha intacta, portanto a resistência obtida por meio destes ensaios se difere da resistência do maciço rochoso *in situ*.

Com isso são propostos os critérios de ruptura para os maciços rochosos, como por exemplo, os critérios de ruptura de Hoek-Brown, Mohr-Coulomb, entre outros.

Hoek & Brown (1980) definiram um critério de ruptura a partir de um grande banco de dados experimentais de ensaios de resistência de rochas intactas e propriedades das discontinuidades de diversos maciços rochosos. Os autores procuraram, ainda, estabelecer uma relação entre o critério empírico e as observações geológicas, através de classificações geomecânicas. A compilação desse banco de dados estabeleceu uma relação empírica para determinação da condição de ruptura das rochas, definida pela seguinte equação (11):

$$\sigma_1 = \sigma_3 + (m_i q_c \cdot \sigma_3 + s q_c^2)^{1/2} \quad (11)$$

$\sigma_1$  - tensão principal maior efetiva na ruptura;

$\sigma_3$  - tensão principal menor efetiva na ruptura;

$q_c$  - resistência à compressão uniaxial da rocha intacta;

$m_i$  - constante que para a rocha intacta depende exclusivamente do tipo litológico; e para o maciço rochoso é função tanto do fraturamento quanto do tipo litológico;

$s$  - constante empírica, que para a rocha intacta assume um valor fixo igual a 1 (um) e para o maciço é função do grau de fraturamento;

Segundo Hoek *et al.* (2002) em geral o critério de ruptura de Hoek & Brown é considerado satisfatório, porém quando aplicado em modelos numéricos, principalmente quase se utilizada o método do equilíbrio limite, houve grande dificuldade em determinar os parâmetros geomecânicos para alimentar os modelos. Com isso propôs ajustes no critério de ruptura de Hoek & Brown para se chegar a equivalência do critério de Mohr-Coulomb. A equação proposta para o critério de ruptura (12):

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} (m_b \cdot (\sigma'_3 / \sigma_{ci}) + s)^a \quad (12)$$

$\sigma'_1$  – Tensão Efetiva Máxima de Ruptura, Mpa;

$\sigma'_3$  – Tensão Efetiva Mínima de Ruptura, Mpa;

$\sigma_{ci}$  – Resistencia a Compressão Uniaxial, Mpa;

$m_b$  – Valor da Resistência do Maciço;

$s$  e  $a$  – Constantes do Maciço Rochoso;

O parâmetro característico de resistência do maciço rochoso  $m_b$  pode ser calculado através da equação abaixo (13):

$$mb = mi * \exp \frac{(GSI - 100)}{(28 - 14D)} \quad (13)$$

$m_b$  – Resistência do maciço;

$m_i$  – Parâmetro de rocha intacta;

GSI – Classificação de maciços rochosos, Hoek *et al* (2002);

D – Fator Desmonte – Uso de explosivo (0,8), Sem explosivo (1,0);

Os valores das constantes do maciço  $a$  e  $s$  são determinados de acordo com as equações abaixo (14) e (15):

$$s = \exp \frac{(GSI - 100)}{(9 - 3D)} \quad (14)$$

$$A = \frac{1}{2} + \frac{[(e^{-\frac{GSI}{15}}) - (e^{-\frac{20}{3}})]}{6} \quad (15)$$

GSI – Classificação de maciços rochosos, Hoek (1994);

D – Fator Desmonte;

O Parâmetro de rocha intacta  $m_i$  é constante para cada tipo específico de rocha e pode ser estimado de modo empírico, através de consulta a Tabela 5, que foi proposta por Marinós & Hoek (2000).

Tabela 5 – Índice de rocha intacta  $m_i$ .

Tipo de Rocha	Classe	Grupo	Textura			
			Grosseira	Média	Fina	Muito Fina
Sedimentar	Clástica	Conglomerado (*)	17±4	Arenito	Siltito	Argilito
		Brecha (*)			18±3	Folhelhos

				Marga 7±2	
Não Clástica	Carbonato	Calcário Cristalino 12 ±3	Calcário Grosso 9±2	Dolomitas 9±3	
	Químico		Gesso 8±2	Anidrita 12±2	
	Orgânico			Giz 7±2	
Metamórfica	Não foliada	Mármore 9±3	Comeana 19±4	Quartzito 20±3	
	Levemente Foliada	Migmatito 29±3	Anfibolito 26±6	Gnaiss 28±5	
	Foliada		Xisto 12±3	Filito 7±3	Ardosia 7±4
Ígnea	Clara	Granito 32±3	Diorito 25±5		
		Granodiorito 29±3			
	Plutônica	Gabro 27±3	Dolerito 16±5		
		Escuras	Norito 20±5		
	Hipoabissais		Porfiro 20±5	Diabásio 15±5	Peridotito 25±5
		Vulcânica	Riolito 25±5		Dacito 25±3
Andesito 25±5			Basalto 25±5		
Piro clástica Extrusiva	Aglomerado 19±3		Brecha 19±5	Tufo 13±5	

Fonte: Marinos & Hoek (2000).

O parâmetro D também é uma variável levada em consideração, na estimativa de resistência do maciço rochoso, D é um fator que depende do grau de perturbação que o maciço foi submetido devido ao dano causado pelo desmonte das rochas e relaxação de tensões. O parâmetro D varia de 0 para maciços não perturbados até 1 para maciços muito perturbados

O parâmetro *Geological Strength Index* (GSI) foi proposto por Hoek (1994) em substituição ao RMR para relacionar o critério de ruptura com as observações geológicas de campo. O sistema de classificação GSI

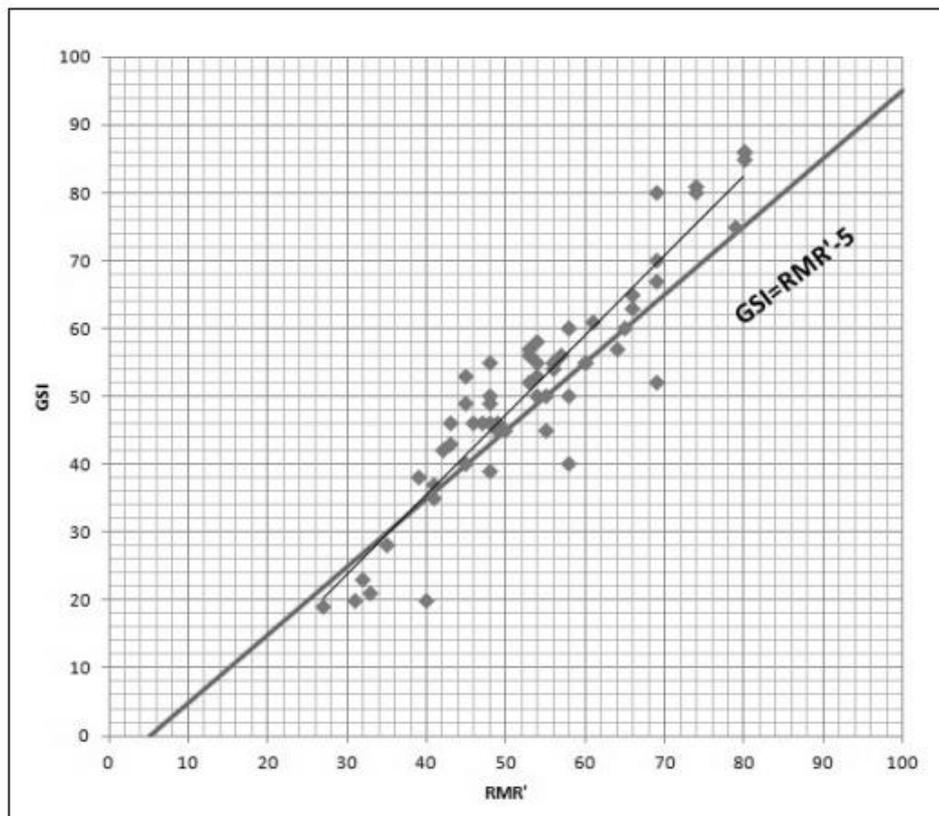
Ceballos *et al.* (2014) propõe a equação descrita abaixo (16), que estabelece a relação entre o sistemas de classificação de maciços rochosos RMR de Bieniawski (1989) e GSI, através da correlação, utilizando a regressão linear entre os dados reais de maciços, Figura 33.

$$\text{GSI} = \text{RMR} - 5 \quad (16)$$

GSI – Índice de Qualidade de Rocha, Proposto por Hoek (1994);

RMR – Índice de Qualidade de Rocha, Proposto por Bieniawski (1989);

Figura 33 - Correlação linear entre dados de classificação GSI e RMR.



Fonte: Ceballos *et al.* (2014)

O software RocLab<sup>®</sup> fornecido pela RocScience permite a determinação dos critérios de ruptura de Hoek & Brown Generalizado ( $m_b$ ,  $a$  e  $s$ ), através da inserção de parâmetros relativos ao maciço rochoso:

- Resistencia a Compressão Uniaxial;
- Índice GSI;
- Parâmetro da rocha intacta,  $m_i$ ;
- Parâmetro D;

## **2.7.2 Parâmetros Analisados**

Os parâmetros utilizados como indicadores do comportamento da escavação e do maciço pela simulação numérica têm como objetivo avaliar a eficiência dos suportes e a distribuição das tensões no entorno da escavação, em diversas situações que serão simuladas.

### **Tensão Vertical e Horizontal**

A tensão vertical de carregamento em um ponto do maciço rochoso é determinada em função basicamente da profundidade e peso específico do material que compõe a cobertura. Sendo assim serão analisadas as tensões estimadas nas rochas que compõe o teto imediato da escavação, antes e após a execução da escavação e em duas direções principais, vertical e horizontal.

### **Deslocamento Vertical e Horizontal**

O deslocamento de uma escavação é uma grandeza vetorial, ou seja, possui módulo, direção e sentido que é definido como a variação de posição de um corpo em um dado intervalo de tempo, obtido pela diferença entre as posições final e inicial. Sendo assim o parâmetro irá indicar o valor máximo de deslocamento da escavação, sua posição e o sentido, que pode ser indicado pelos vetores de deformação, ferramenta gráfica disponível no módulo *Interpret*, no programa Phase<sup>®</sup>2.

## Capítulo 3

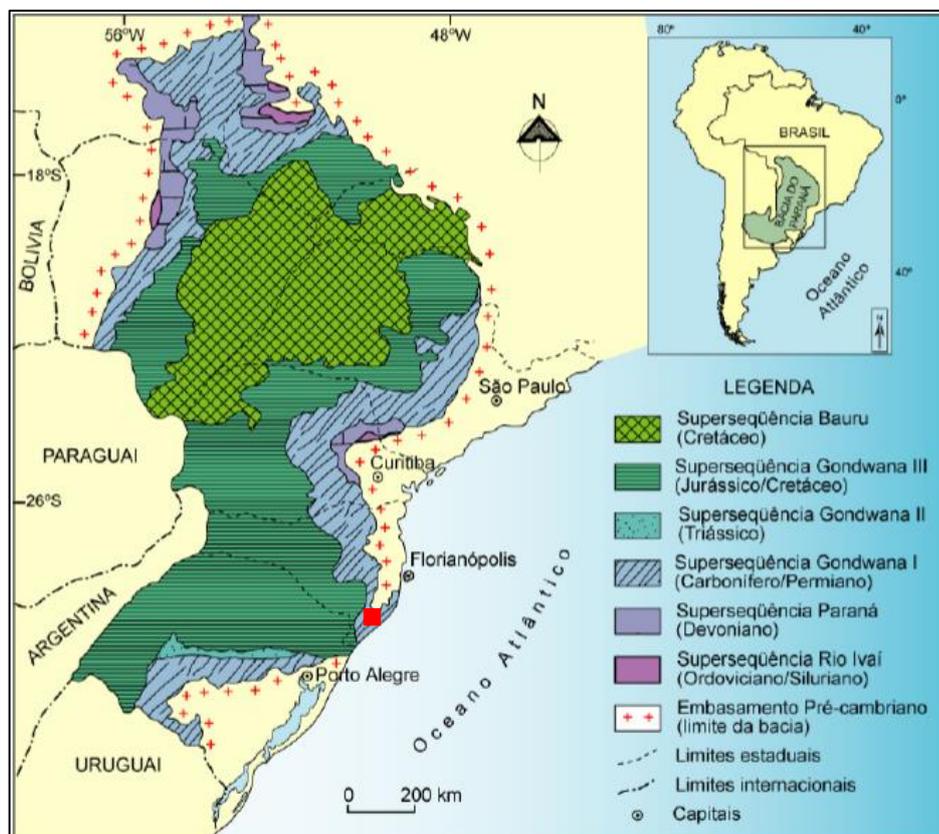
### 3.0 ESTUDO DE CASO

#### 3.1 GEOLOGIA REGIONAL

A unidade mineira em questão se localiza na porção sul-sudeste da Bacia Sedimentar do Paraná, uma grande bacia intracratônica, de formato elíptico, com eixo maior NE-SW com aproximadamente 1.500.000 km<sup>2</sup>, compreendendo os estados de Mato Grosso, Mato Grosso do Sul, Goiás, São Paulo, Paraná, Santa Catarina e Rio Grande do Sul estendendo-se ainda pelos territórios de Argentina e Paraguai, Almeida *et al.* (1977).

Os limites da bacia são dados à norte pelo Arco de Goiânia / Alto Parnaíba, à noroeste pelo cinturão de dobramentos Paraguai-Araguaia, à nordeste pela flexura de Goiânia, à oeste pelo Arco de Assunção, à leste pelo Arco de Ponta Grossa e à sul pelo Arco do Rio Grande, Milani (1997), Figura 34.

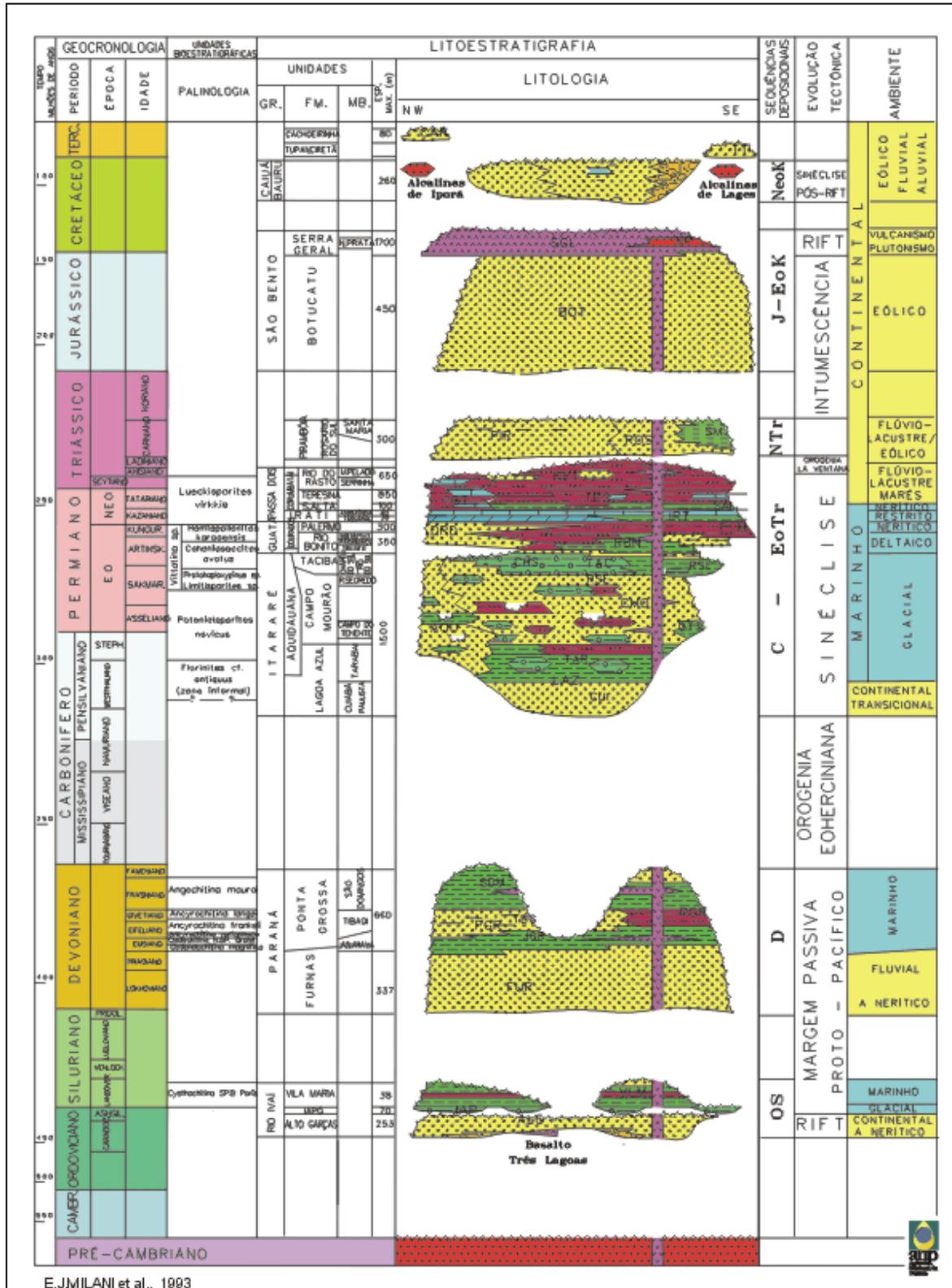
Figura 34 - Mapa geológico simplificado da Bacia Sedimentar do Paraná,



Fonte: Milani (1997).

Segundo Milani (1997) a sinéclise do Paraná é preenchida por rochas sedimentares e magmáticas que registram o intervalo entre Ordoviciano e o Cretáceo, **Figura 35**

**Figura 35 - Carta Estratigráfica da Bacia do Paraná**



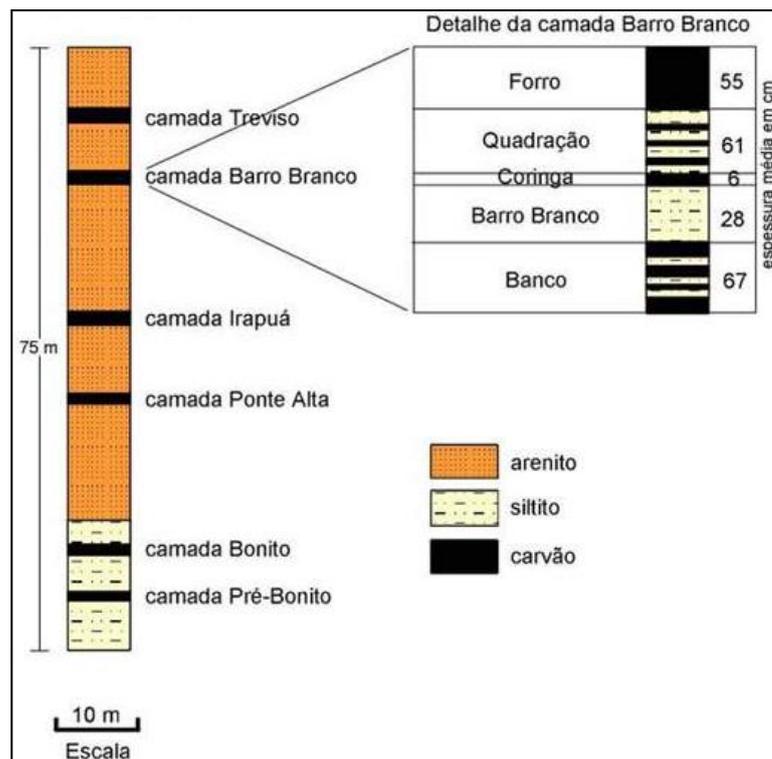
Fonte: Milani et al. (1993)

A bacia não possui um registro deposicional contínuo e sim um conjunto de supersequências, ou seja, uma sucessão de unidades de 2ª ordem distribuídas de modo descontínuo ao longo de 385 Ma. Estas unidades são designadas: Supersequência Rio Ivaí, Supersequência Paraná, Supersequência Gondwana I, Supersequência Gondwana II, Supersequência Gondwana III e Supersequência Bauru.

Existem três camadas exploráveis de carvão na região denominada Bacia Carbonífera Catarinense, são elas: Camada Bonito Inferior, Irapuá e Barro Branco, Figura 36. Estratigraficamente essas camadas de carvão pertencem à parte superior da Formação Rio Bonito, mais especificamente ao Membro Siderópolis.

Esses sedimentos foram depositados no Permiano Inferior (Intervalo Sakmariano/Artinskiano). Ainda segundo Kalkreuth *et al.* (2010), o carvão foi originado do acúmulo de pteridófitas e plantas herbáceas (Glossopteris e Gangamopteris).

Figura 36 - Coluna estratigráfica com o intervalo das camadas de carvão exploráveis.

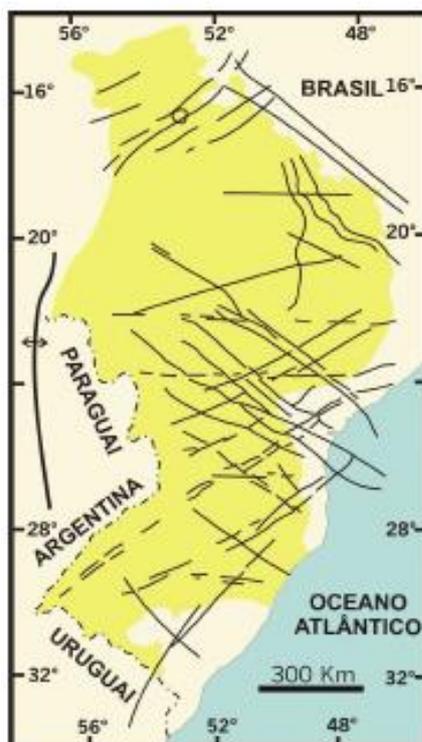


Fonte: CPRM (2013).

Segundo Zalán *et al.* (1990), existem na bacia do Paraná três famílias principais de lineamentos. O primeiro com direção NW-SE, que formam extensas zonas de falhas, vêm sendo considerado como responsável pela delimitação dos depocentros formados durante a evolução da

bacia. O outro conjunto com direção NE-SW é representado por zonas de fraqueza reativadas durante a evolução da bacia, estando intimamente relacionadas com o arcabouço tectônico das faixas móveis Ribeira e Dom Feliciano. Um terceiro grupo de estruturas com direção E-W é pouco comum, Figura 37.

Figura 37 - Mapa regional ilustrando as principais famílias de fraturas.



Fonte: Zalán *et al.* (1990).

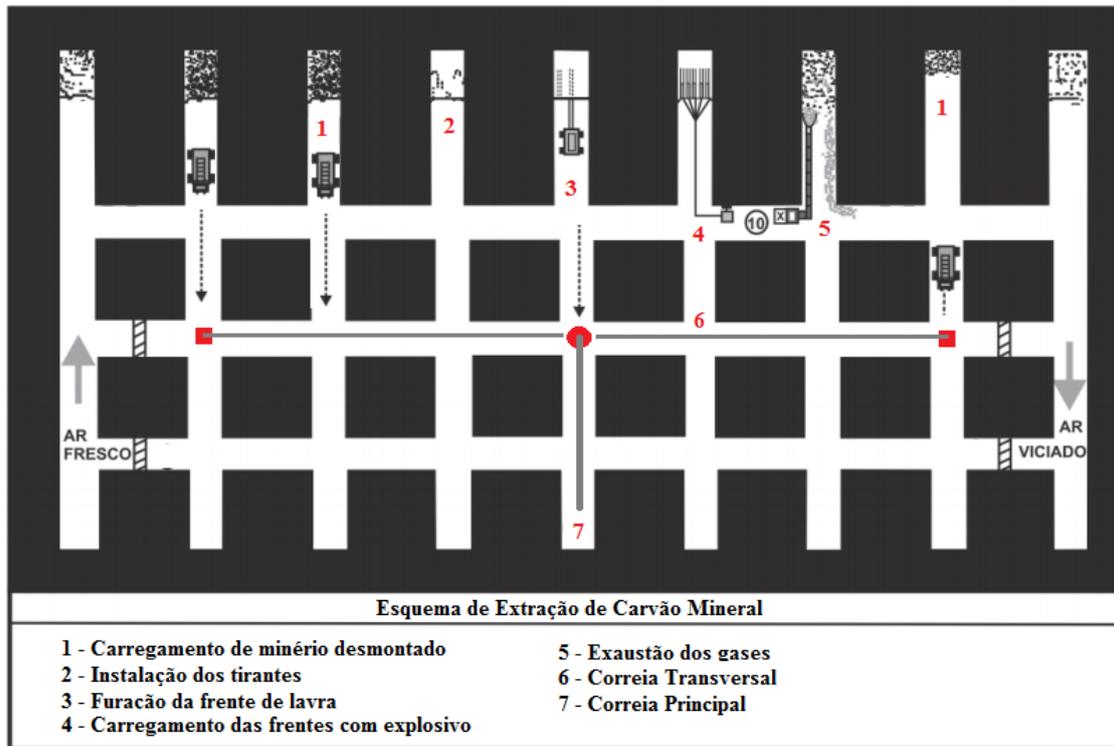
### 3.2 MÉTODO DE LAVRA

O método de lavra utilizado na mina subterrânea estudada é o câmaras e pilares quadrados, sem o recuo de pilares, com o uso de desmonte com explosivo, utilizando explosivo tipo Emulsão, embalados em cartuchos cilíndricos, normalmente de filme plástico.

No carregamento do minério desmontado, são usados equipamentos de transporte elétrico, denominados Micro Tratores (MT), que descarrega o minério diretamente em correias transportadoras transversais a correia transportadora principal que possui atualmente cerca de quatro quilômetros em operação na mina subterrânea. A capacidade de carregamento de cada MT é de uma tonelada, que transporta o material a uma distância máxima de 40 metros entre a frente de lavra e o ponto de descarga.

As câmaras têm altura variável entre 1,80 e 2,40 metros e largura máxima de 5,20 metros. Os pilares são quadrados, de lado 12 m e com área aproximada de 144,0 metros quadrados. A taxa de extração, considerando a área lavrada, varia de 43% a 49%, Figura 38.

Figura 38 - Ciclo de operações na extração subterrânea de carvão mineral.



Fonte: kurcewicz (2004)

### 3.3 SISTEMA DE SUPORTE PADRÃO

A unidade mineira em estudo utiliza nas operações de escoramento de teto um sistema de suporte padrão utilizados em todas as operações de escoramento: tirantes resinados e pró-tensionados para a sustentação do teto imediato. O tipo de suporte utilizado foi definido através de furos de sonda de pesquisa, classificação geotécnica RMR e a bibliografia clássica sobre mecânica de rochas em minas de carvão.

O perfil geológico típico do teto imediato da mina foi definido por três unidades geotécnicas principais, essas unidades possuem características distintas e bem marcadas, Figura 39.

A unidade 1 com 1,10 m de espessura, situada na base da sequência de teto denominada petrograficamente como quartzo, mica silito arenoso, com estratificações plano-paralelas; é sotoposto pela unidade 2.

A unidade 2 possui 1,70 m de espessura total, sendo composta por quartzo, mica arenito médio, com estratificações cruzadas e plano - paralelas.

A unidade 3 possui 1,00 m de espessura, no topo da sequência do teto imediato, é composta por quartzo, mica, siltito, maciço, com estratificações plano – paralelas.

Figura 39 - Fotografia de testemunhos de sondagem: (R), início da coluna de resina; (P), ancoragem final do tirante; (C1), contato entre as unidades 1 e 2; (C2), contato entre as unidades 2 e 3.



A descrição do furo de sondagem FT - 01 (ANEXO 02) forneceu os dados qualitativos e quantitativos contidos na, Tabela 6, para o projeto dos parafusos de suporte subterrâneo utilizados na mina.

Tabela 6- Resumo da classificação geotécnica do teto imediato típico da mina.

<b>Parâmetro</b>	<b>Unidade 1</b>	<b>Unidade 2</b>	<b>Unidade 3</b>
<b>Compressão Uniaxial</b>	43 Mpa	92 Mpa	49 Mpa
<b>RQD</b>	50,80%	92,26%	67,7%
<b>Espaçamento</b>	8,02cm	21,93cm	25,02cm
<b>Descontinuidades</b>	Lisa, sem preenchimento/alteração, > 5 mm	Rugosa, sem preenchimento/alteração, > 5 mm	Lisa, sem preenchimento/alteração, 0,1- 1 mm
<b>Presença de água</b>	Seco	Seco	Seco
<b>RMR</b>	<b>+55</b>	<b>+72</b>	<b>+72</b>

A posição estratigráfica das camadas permite o uso do efeito suspensão, onde a camada de siltito (unidade 1) é suspensa/grampeada na camada de arenito (Unidade 2), mais

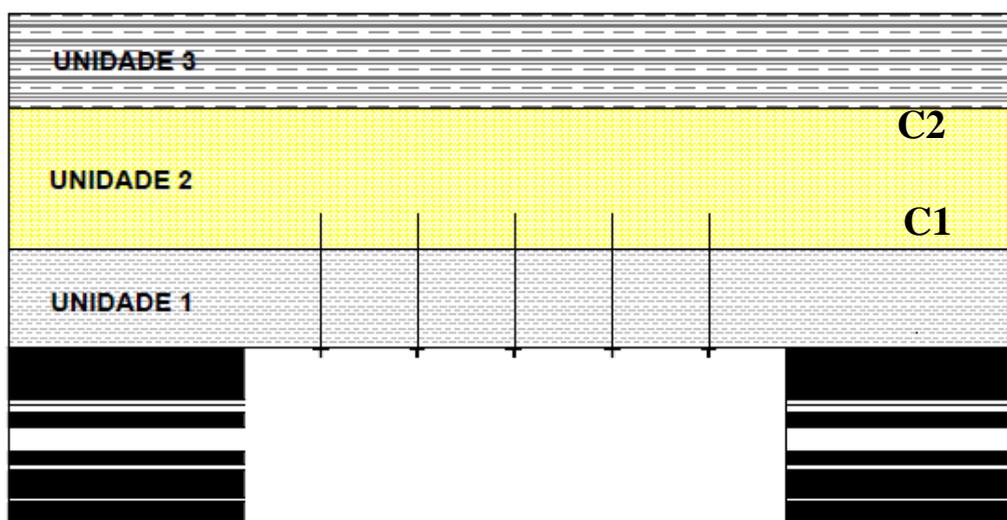
competente e comprimidas através do tensionamento do tirante, formando uma unidade competente e com capacidade de auto suporte.

O tirante utilizado possui 1,50 m de comprimento total, sendo que possui 10 cm de rosca na ponta inferior, estando disponíveis 1,40 m de tirante efetivo (no interior do maciço). O parafuso é composto de aço carbono (0,03 %) GG-50, com 16 mm de diâmetro, capacidade de 540 Mpa de resistência (10.000 Kg).

A ancoragem química utiliza um cartucho de resina poliéster, com velocidade de cura ultrarrápida, cilíndrico com 20 mm de diâmetro, 600 mm de comprimento que forma uma coluna de resina pontual no entorno do tirante com aproximadamente 0,75 m.

O torque mínimo de 12 Kgf.m ou 0.000118 MN. As relações de tamanho entre camada de carvão, unidades do teto imediato e os tirantes podem ser vistas na Figura 40.

Figura 40 - Perfil geológico representando a interação da geologia do teto imediato e o mecanismo de contenção, desenho representa relações de tamanho proporcionais.



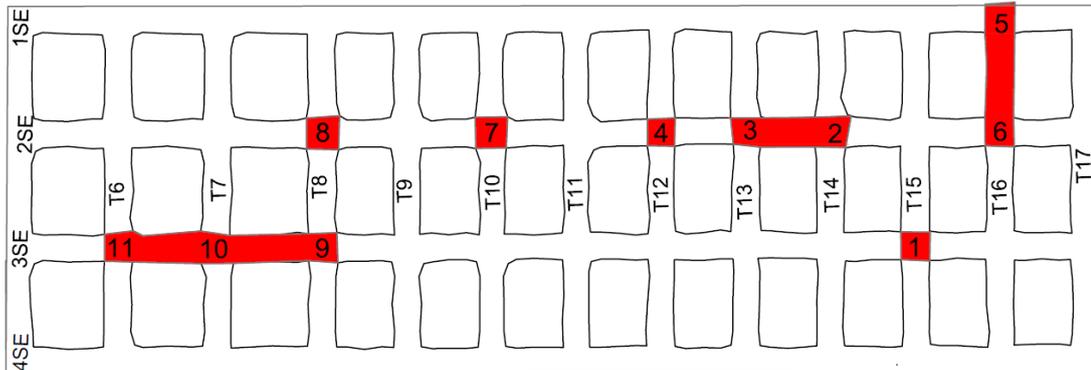
### 3.4 DADOS COLETADOS

Os dados coletados no escritório são provenientes de plantas, relatórios e do modelo geológico da jazida, sendo eles: tempo da escavação, profundidade, escoramento utilizado e tamanho dos vãos.

A etapa de campo foi realizada em um painel de lavra já exaurido. Foram identificados e caracterizados onze pontos, com ruptura total do teto imediato, conforme identificado na planta, Figura 41.

Nesses locais foram verificados os seguintes parâmetros: altura de carregamento, sequência litológica, presença de água, estruturas geológicas e a mistura de resina nos tirantes. A planilha de campo com os dados coletados *in situ* se encontra em anexo (ANEXO 03).

Figura 41- Planta de localização dos pontos de rupturas estudados.



Fonte: Autor

### 3.4.1 Idade da Escavação

De acordo com os boletins técnicos de operação consultados e as plantas de sequência de lavra as galerias em estudo foram escavadas entre maio e julho de 2012. O primeiro mapeamento das rupturas data de dezembro de 2014, ou seja, as rupturas ocorreram dentro de um intervalo de dois anos e seis meses.

### 3.4.2 Profundidade

Todo o painel estudado se encontra na mesma faixa de profundidade de aproximadamente 85 m. A espessura de cobertura é obtida através da sondagem de superfície e se apresenta constante em todo o painel devido a horizontalidade característica da camada de carvão Barro Branco na unidade mineira.

### 3.4.2 Suporte Utilizado

Os relatórios de operação do painel em estudo indicaram que toda a área lavrada utilizou a seguinte configuração de suporte, Figura 42:

**Afastamento entre linhas: 1m;**

**Espaçamento entre tirantes: 1m;**

**Comprimento total do tirante: 1,50 m (efetivo 1,40 m);**

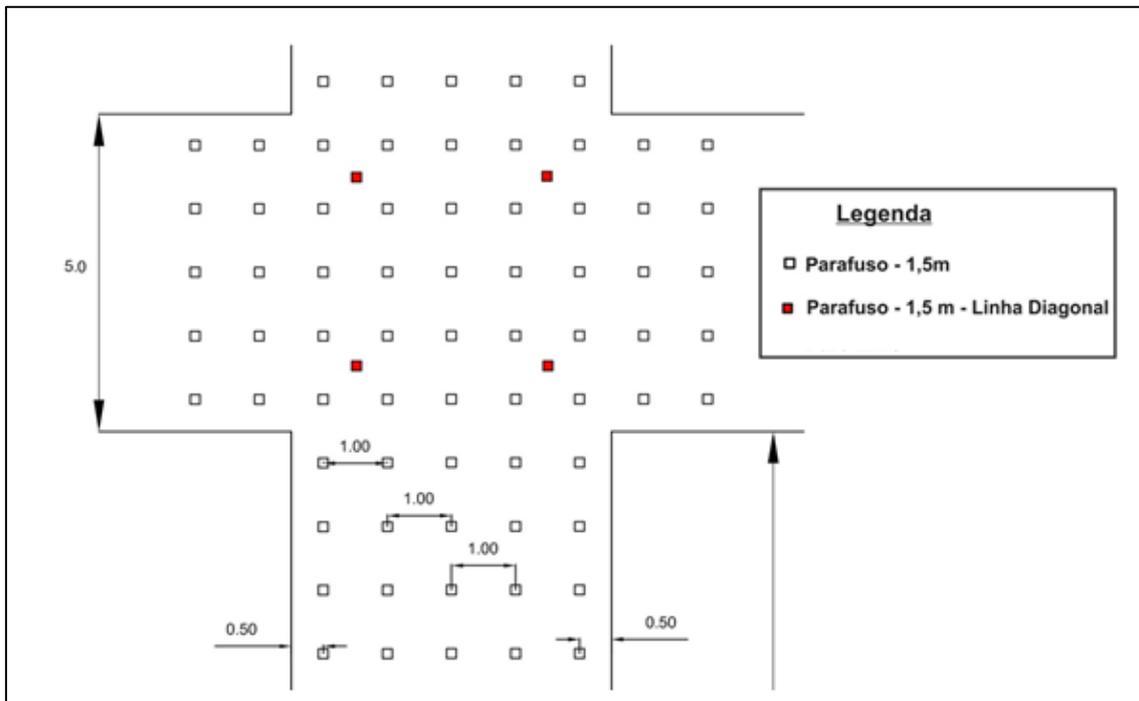
**Tipo de ancoragem: ancoragem pontual, com 75 cm de coluna de resina;**

**Tirante: Aço carbono GG-50 – 16 mm;**

**Resistência do tirante: 10.000 Kg;**

**Pró - Tensionamento: 12 Kgf.m;**

Figura 42 - Planta da malha de suportes subterrâneos aplicados na lavra



Fonte: Autor

### 3.4.3 Largura da Escavação

O comprimento do vão se refere ao tamanho da maior abertura da escavação, nesse caso as instabilidades ocorreram em cruzamentos de galeria, sendo assim o maior vão é a distância entre as quinas dos pilares. O vão do cruzamento é definido pelo comprimento médio das duas diagonais, Tabela 7.

Tabela 7 - Comprimento dos vãos nos cruzamentos analisados.

<b>Local</b>	<b>Vão do Cruzamento (m)</b>
<b>1</b>	8,18
<b>2</b>	8,97
<b>3</b>	8,14
<b>4</b>	7,89
<b>5</b>	8,50
<b>6</b>	8,20
<b>7</b>	8,95
<b>8</b>	9,31
<b>9</b>	8,22
<b>10</b>	8,69
<b>11</b>	8,34
<b>Média</b>	8,49 m
<b>Máximo</b>	9,31 m
<b>Mínimo</b>	7,89 m
<b>Desvio padrão</b>	0,44
<b>Coefficiente de Variação</b>	0,05

Fonte: Autor

#### 3.4.4 Altura de Caimento

A altura de caimento é a definida pela distância entre a projeção da linha do teto imediato e a posição onde ocorre o descolamento da ruptura, Tabela 8.

Tabela 8 - Resumo e tratamento estatístico dos dados de altura das rupturas.

<b>Local</b>	<b>Altura de Caimento (m)</b>
<b>1</b>	2,35
<b>2</b>	2,55
<b>3</b>	2,98
<b>4</b>	3,10
<b>5</b>	2,47
<b>6</b>	2,59
<b>7</b>	2,48
<b>8</b>	2,67

<b>9</b>	2,72
<b>10</b>	2,79
<b>11</b>	3,10
<b>Média</b>	2,70 m
<b>Máximo</b>	3,10 m
<b>Mínimo</b>	2,35 m
<b>Desvio Padrão</b>	0,26
<b>Coefficiente de Variação</b>	0,10

Fonte: Autor

### 3.4.5 Sequência Litológica

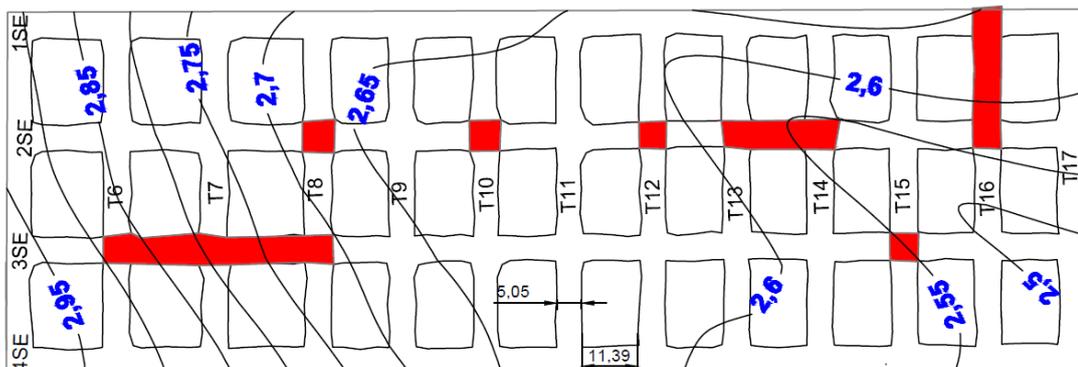
A sequência litológica é definida por meio da descrição petrográfica macroscópica das rochas que compõe o teto imediato. Essa descrição foi possível pela exposição das rochas devido à ruptura, porém a descrição *in situ* é limitada pela falta de exposição completa da sequência de rochas que compõe o teto.

Em todos os locais houve a predominância do afloramento da camada de siltito (Unidade 1), composta por quartzo, mica siltito cinza escuro, com laminações plano-paralelas, com presença de lentes centimétricas, sem continuidade, com aproximadamente 20 cm e presença com estratificações cruzadas.

Em nenhum local foi possível identificar as outras camadas que compõe o maciço rochoso, pois não houve o completo afloramento dessas unidades.

Uma das ferramentas utilizadas para se interpretar o comportamento das espessuras é a utilização das curvas isópacas (determina os pontos de mesma espessura). Para a geração das curvas isópacas foi utilizado o método de interpolação por krigagem, Figura 43.

Figura 43 - Planta das curvas isópacas (metros) da unidade 1 no painel de lavra em estudo.



Fonte: Autor

### 3.4.6 Presença de água

Nas campanhas de campo não foram constatadas no painel de lavra, onde houve as rupturas do teto, a presença de surgências e/ou gotejamentos de água.

### 3.4.7 Estruturas Geológicas

A visita *in situ* não identificou a presença de estruturas geológicas, falhas e/ou diques, no painel alvo do estudo.

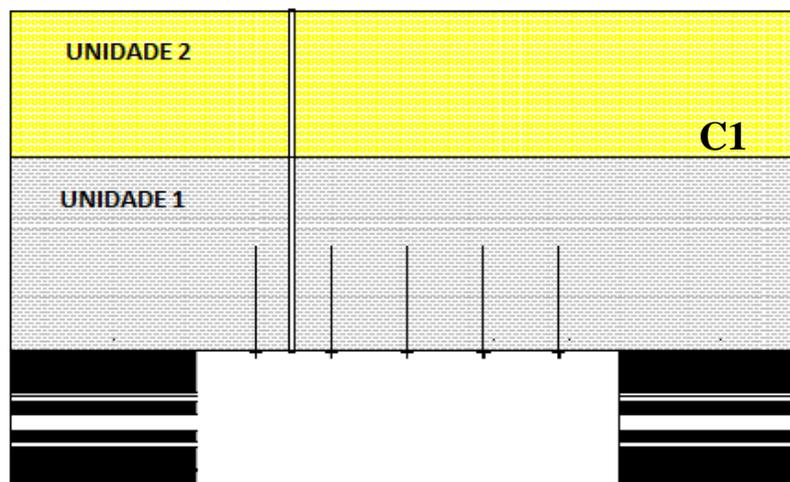
### 3.4.8 Mistura de Resina nos Tirantes

A ruptura do teto imediato provoca a exposição dos tirantes instalados no teto, o que possibilita a análise da mistura de resina no mesmo. Em nenhum dos tirantes foi possível identificar erro de mistura. Vale ressaltar que não foram analisados todos os tirantes que compunham o suporte desses locais.

### 3.4.8 Sondagem Vertical

No painel foi realizada sondagem vertical do teto imediato (FT – 02), descrição em Anexo 04, com o objetivo de coletar informações qualitativas e quantitativas que servem de base, tanto para a classificação geotécnica quanto para determinar a estratigrafia local. A Figura 44 representa as espessuras das camadas que compõe o teto imediato, , contato entre as unidades 1 e 2 (C1).

Figura 44 - Perfil geológico (furo FT – 02).



Fonte: Autor

A unidade 1 com 2,60 m de espessura, situada na base da sequência, sobreposta a camada de carvão Barro Branco, pode ser classificada petrograficamente como quartzo, mica siltito cinza escuro maciço com intercalações de arenito fino. Localmente lâminas de arenito fino intercaladas. O pacote sotoposto é unidade 2 com 1,97 m de espessura, classificada como quartzo, mica arenito fino, intercalado com lâminas de siltito cinza escuro completando o teto imediato, Figura 45.

Figura 45 - Fotografia de testemunhos de sondagem (FT – 2): R, início da coluna de resina; P, ancoragem final do tirante; C1, contato entre as unidades 1 e 2.



Fonte: Autor

### 3.5 CLASSIFICAÇÃO DO TETO IMEDIATO

#### 3.5.1 Classificação RMR clássico

##### Compressão Uniaxial

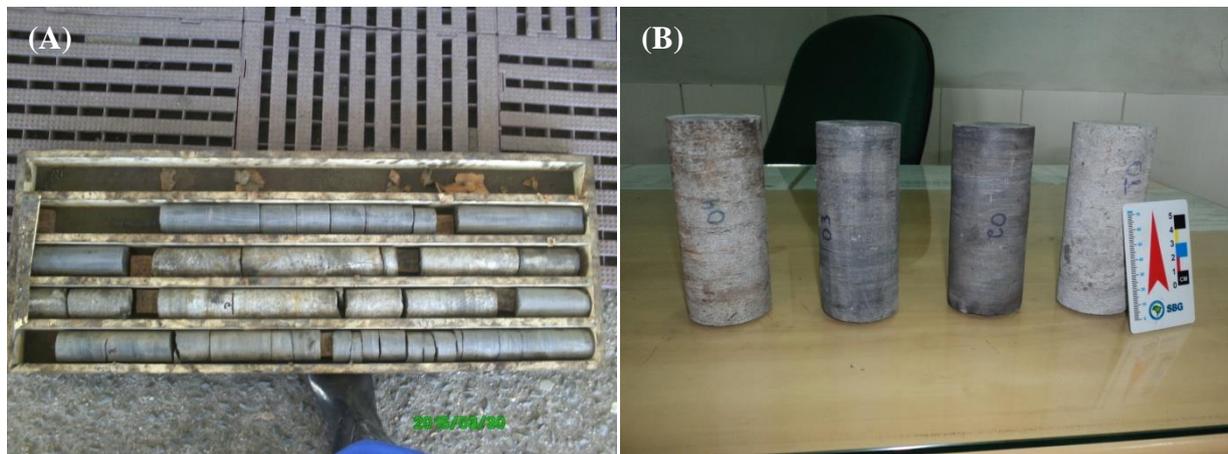
Os testemunhos de sondagem foram submetidos a teste em laboratório para determinação da resistência de rochas através da compressão uniaxial,. Seguindo as normas para ensaio ABNT (2010) e apresentaram os resultados apresentados na Tabela 9.

Tabela 9 - Tabela com os resultados do ensaio de compressão uniaxial

<b>Amostra</b>	<b>Altura (mm)</b>	<b>Diâmetro (mm)</b>	<b>Resistência (Mpa)</b>
Siltito Arenoso (Unidade 1)	128,84	53,68	43,7
Siltito Arenoso (Unidade 1)	128,17	54,12	35,5
Arenito Maciço (Unidade 2)	130,98	52,48	92,0
Arenito Maciço (Unidade 2)	131,24	54,04	98,9

Fonte: Autor

Figura 46 - (A) Caixa com testemunhos de sondagem, furo FT 02; (B) Corpos de prova utilizados no ensaio de compressão uniaxial.



Fonte: Autor

### Rock Quality Designation – RQD

O índice RQD do Furo FT-01 foi definido através da medição e soma do comprimento dos testemunhos de rocha de cujo tamanho é maior que 100 mm, Tabela 10.

Tabela 10 - Resultado do cálculo de RQD para o as rochas do teto imediato.

<b>RQD</b>	<b>Valor</b>
Unidade 1	61,35 %
Unidade 2	43,15 %
Média	52,25 %

Fonte: Autor

## Espaçamento

O espaçamento médio das fraturas é determinado pela medição direta do número de fraturas de cada unidade geotécnica. A espessura total da unidade dividido pelo número total de fraturas naquele intervalo, Tabela 11.

Tabela 11 - Tabela resumo com o espaçamento médio entre as fraturas.

<b>RQD</b>	<b>Número de Descontinuidades</b>	<b>Espessura da Unidade</b>	<b>Espaçamento Médio</b>
<b>Unidade 1</b>	28	2,60 m	9,2 cm
<b>Unidade 2</b>	23	1,97 m	8,5 cm
<b>Média</b>	25	4,57 m	8,8 cm

Fonte: Autor

A descrição do furo de sondagem FT – 02 forneceu dados qualitativos e quantitativos para alimentar o sistema de classificação sugerido por Bieniawski (1989), resumidos na Tabela 12.

Tabela 12 - Resumo da classificação geotécnica RMR do teto imediato típico da mina, furo FT - 02.

<b>Parâmetro</b>	<b>Unidade 1</b>	<b>Unidade 2</b>
<b>Compressão Uniaxial</b>	43 Mpa	92 Mpa
<b>RQD</b>	61,35 %	43,15 %
<b>Espaçamento</b>	9,2 cm	8,5 cm
<b>Descontinuidades</b>	Lisa, sem preenchimento/alteração, > 5 mm	Lisa, preenchida por calcita/sem alteração, > 5 mm
<b>Presença de água</b>	Seco	Seco
<b>Ajuste Descontinuidades</b>	Favorável	Favorável
<b>RMR</b>	<b>+54</b>	<b>+46</b>

Fonte: Autor

### 3.5.2 Classificação RMR retro

O teto imediato pode ser classificado através da retro análise dos dados geométricos da ruptura conforme proposto por Unal (1986), onde a classificação é definida pela razão entre a altura de caimento e o vão da escavação, equação (4). (Tabela 13).

Tabela 13 Classificação do teto imediato através do índice RMR retro.

<b>Local</b>	<b>Vão do Cruzamento (m)</b>	<b>Altura de Caimento (m)</b>	<b>RMR retro</b>
<b>1</b>	8,18	2,35	+71
<b>2</b>	8,97	2,55	+72
<b>3</b>	8,14	2,98	+63
<b>4</b>	7,89	3,10	+61
<b>5</b>	8,50	2,47	+72
<b>6</b>	8,20	2,59	+68
<b>7</b>	8,95	2,48	+72
<b>8</b>	9,31	2,67	+71
<b>9</b>	8,22	2,72	+64
<b>10</b>	8,69	2,79	+68
<b>11</b>	8,34	3,10	+63
<b>Média</b>	8,49 m	2,72	+67
<b>Máximo</b>	9,31 m	3,10	+72
<b>Mínimo</b>	7,89 m	2,35	+61
<b>Desvio Padrão</b>	0,44	0,26	+4
<b>Coefficiente de variação</b>	0,05	0,10	0,06

Fonte: Autor

### 3.6 DIMENSIONAMENTO DOS SUPORTES SUBTERRÂNEOS

Com os dados geométricos e geológicos é possível calcular para cada local de ruptura os parâmetros de projeto, através das formulas apresentados no capítulo 2 (altura de carregamento, pressão e comprimento dos tirantes e o fator de segurança). Como foi visto os parâmetros de projeto são calculados em função do índice de qualidade de rocha obtido pela classificação geotécnica. Foram obtidos dois índices, pela classificação de maciços, RMR

clássico e RMR retro, em função deles foram calculados os parâmetros para cada local estudado.

### 3.6.1 RMR clássico

O índice RMR clássico foi estimado pela descrição dos testemunhos do furo FT-2 utilizando a classificação *geotécnica Rock Mass Rating* apresentada no item 2.3.1.

Os dados de projeto aqui apresentados (Tabela 14) foram obtidos pelas equações (5), (6), (7) e (8) que propõe o efeito viga e utiliza o índice RMR clássico, obtido pelo furo em questão, +50.

O fator de segurança é calculado em função da capacidade de 10.000 kg e 15.000 kg, para os tirantes de 16 mm e 20 mm respectivamente. Essas cargas são definidas pelo fabricante.

Tabela 14 - Resumo dos parâmetros de projeto calculados para o efeito viga.

Local	Altura de Carregamento (m)	Comprimento do Tirante (m)	Pressão no Tirante (Kg)	Fator de Segurança (10.000 Kg)	Fator de Segurança (15.000 Kg)
1	4,01	2,00	10.025	0,99	1,50
2	4,40	2,20	11.000	0,90	1,36
3	3,99	2,00	9.975	1,00	1,50
4	3,87	1,94	9.675	1,03	1,55
5	4,17	2,19	10.425	0,96	1,44
6	4,02	2,01	10.050	0,99	1,49
7	4,39	2,20	10.975	0,91	1,37
8	4,56	2,28	11.400	0,88	1,32
9	4,03	2,04	10.075	0,99	1,49
10	4,26	2,13	10.650	0,94	1,41
11	4,09	2,05	10.225	0,98	1,47
<b>Média</b>	4,16	2,09	10.406	0,96	1,44
<b>Máximo</b>	4,56	2,28	11.400	1,03	1,55
<b>Mínimo</b>	3,87	1,94	9.675	0,88	1,32
<b>Desvio Padrão</b>	0,21	0,10	534	0,05	0,07
<b>Coefficiente de variação</b>	0,05	0,01	0,05	0,00	0,01

Fonte: Autor

### 3.6.2 RMR retro

O índice de qualidade de rocha estimado pelo RMR retro é obtido pelas relações geométricas do local estudado, largura da escavação e altura de caimento, conforme apresentado na equação (4). Os dados de projeto são apresentados na Tabela 15 e foram calculados pelas equações (5), (6), (7) e (8), sendo que baseadas também no efeito viga. A altura de caimento é igual a altura de carregamento, sendo assim a mesma não foi calculada, apenas medida em campo. O fator de segurança é calculado em função da capacidade de 10.000 kg e 15.000 kg, para os tirantes de 16 mm e 20 mm respectivamente, essas cargas são definidas pelo fabricante.

Tabela 15 - Tabela resumo dos parâmetros de projeto baseados nos do RMR retro.

Local (RMR)	RMR retro	Altura de Caimento (m)	Dimensionamento do Tirante (m)	Pressão no Tirante (Kg)	Fator de Segurança (10.000 Kg)	Fator de Segurança (15.000 Kg)
1	+71	2,35	1,18	5.875	1,70	2,55
2	+72	2,55	1,28	6.375	1,59	2,35
3	+63	2,98	1,49	7.450	1,34	2,01
4	+61	3,10	1,55	7.750	1,29	1,94
5	+72	2,47	1,24	6.175	1,62	2,43
6	+68	2,59	1,30	6.475	1,54	2,32
7	+72	2,48	1,24	6.200	1,61	2,42
8	+71	2,67	1,34	6.675	1,50	2,25
9	+64	2,72	1,36	6.800	1,47	2,21
10	+68	2,79	1,40	6.975	1,43	2,15
11	+63	3,10	1,55	7.750	1,29	1,94
<b>Média</b>	+67	2,72	1,36	6.772	1,49	2,23
<b>Máximo</b>	+72	3,10	1,55	7.750	1,70	2,55
<b>Mínimo</b>	+61	2,35	1,18	5.875	1,29	1,94
<b>Desvio Padrão</b>	+4	0,26	0,13	644	0,14	0,20
<b>Coefficiente de variação</b>	0,06	0,10	0,09	0,10	0,09	0,04

Fonte: Autor

### 3.7 SIMULAÇÃO COMPUTACIONAL

O presente trabalho faz uso da simulação computacional para ajudar a compreender o comportamento do teto imediato em diversas situações, utilizando diferentes suportes subterrâneos.

A simulação numérica consiste em representar computacionalmente o modelo conceitual das galerias, levando em consideração suas relações geométricas, geológicas e geotécnicas.

#### 3.7.1 Configurações de projeto (*Project Settings*)

Nessa primeira etapa é feito a descrição do projeto, escolha das unidades de medida a serem utilizado, número de estágios (permite simular a construção da escavação em vários estágios), tipos de análise a serem realizadas e tipo de algoritmo, Tabela 16.

Tabela 16 - Resumo das configurações do projeto de simulação computacional.

<b>Configurações de Projeto</b>	
Tipo de Análise	Plano de tensão
Tipo de Algoritmo	Eliminação Gaussiana
Unidades	Metros, Mpa
Estágios	2
Número Máximo de Interações	1000000
Tolerância	0.001
Tipo de Convergência	Energia Absoluta

Fonte: Autor

#### 3.7.2 Definição do campo de tensões (*Field Stress*)

É possível escolher o tipo de regime de carregamento será utilizado no modelo em construção, os valores de tensões gravitacionais são calculados basicamente em função da cobertura e o peso específico do material que compõe a cobertura, Tabela 17.

Tabela 17 – Propriedades do campo de tensões utilizadas na simulação computacional.

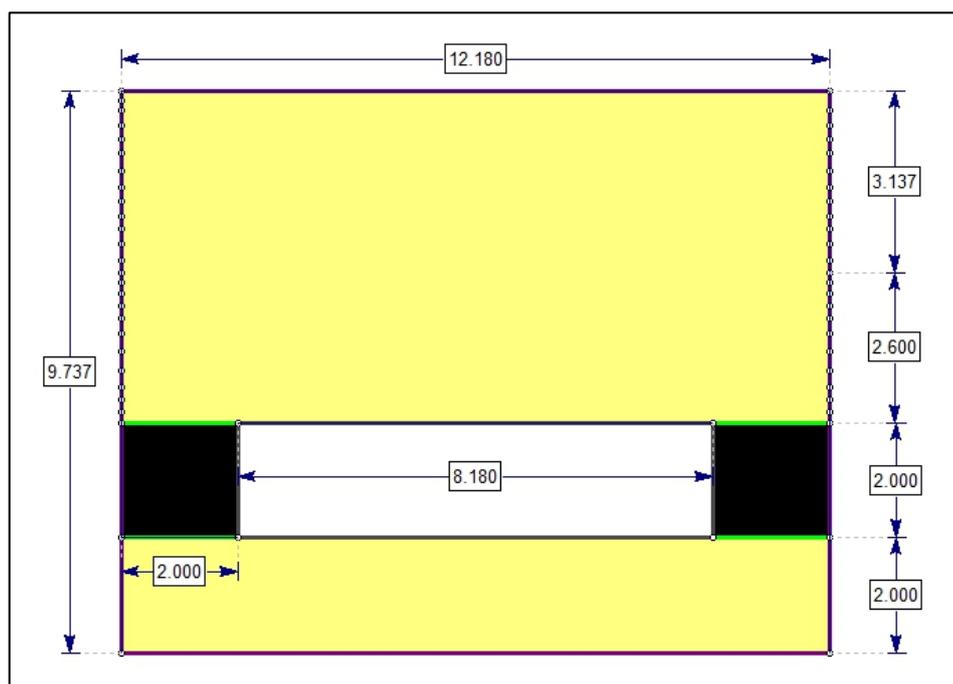
<b>Propriedades do Campo de Tensões</b>	
Tipo de Campo de Tensões	Gravitacional
Profundidade (m)	85 m
Peso Específico (MN/m <sup>3</sup> )	0.025
Razão do Plano de Tensões (Tensão Horizontal/Tensão Vertical)	2

Fonte: Autor

### 3.7.3 Configuração geométrica (*Add Excavation*)

Nessa etapa de construção do modelo computacional são definidas as dimensões geométricas da escavação, espessuras das camadas de rocha e o domínio do problema, que são os limites da área a ser simulada no entorno da galeria, Figura 47. A largura, altura da galeria modelo e as espessuras das camadas do teto imediato foram definidas com base na topografia do Local 1 e a sondagem vertical do teto.

Figura 47 - Configuração geométrica, em metros, utilizada no modelo representativo das galerias da mina de carvão em estudo.



Fonte: Autor

### 3.7.4 Aplicação dos Materiais (*Material Properties*)

Nessa etapa são definidas as posições e espessuras dos materiais dentro do modelo geológico. Os materiais utilizados na composição do modelo podem ser baseados em diversos critérios de ruptura, aqui será utilizado o critério de Hoek & Brown.

Como dados de entrada, conforme a Tabela 18, buscaram-se parâmetros de um maciço rochoso relativamente brando, composto por rochas sedimentares. Usou-se no Roclab 1.0, Rocscience (2002), a teoria geral do critério de ruptura de Hoek & Brown para se obter os parâmetros de resistência das rochas que compõe o maciço rochoso da galeria em simulação.

Tabela 18 – Parâmetros de entrada para a definição da resistência das rochas que compõe o teto imediato.

<b>Parâmetro</b>	<b>Arenito</b>	<b>Siltito</b>	<b>Carvão</b>
Sigci	92 Mpa	35 Mpa	37 Mpa
GSI*	41	49	30
mi	17	7	4
D	0	0.8	0.8
MR	275	375	200

Fonte: Autor \*Valor obtido a partir da conversão do índice RMR para GSI, proposto por Ceballos *et al.* (2014).

O modelo computacional será composto basicamente por três tipos de material geológico: arenito, siltito e carvão, que tem suas propriedades descritas na Tabela 19.

Tabela 19 Propriedades das rochas utilizadas no modelo computacional da galeria.

<b>Propriedades</b>	<b>Unidade 1 (Siltito)</b>	<b>Unidade 2 (Arenito)</b>	<b>Camada de Carvão</b>
Elemento de Carregamento	Campo de tensões e Força Peso	Campo de tensões e Força Peso	Campo de tensões e Força Peso
Peso Específico (MN/m <sup>3</sup> )	0,025	0,025	0,025
Tipo de Elasticidade	Isotrópica	Isotrópica	Isotrópica
Coefficiente de Poisson	0,3	0,18	0,25
Modulo de Young (Mpa)	337,32	17000,00	602,325
Resistencia a compressão	35	92	37

Critério de Ruptura	Hoek-Brown Generalizado	Hoek-Brown Generalizado	Hoek-Brown Generalizado
Tipo de Material	Plástico	Plástico	Plástico
Parâmetro mb*	0.265033	2.06694	0.32834
Parâmetro s*	0.000240369	0.00142219	0.000418942
Parâmetro a*	0.508086	0.510622	0.522344

Fonte: Autor\* Parâmetros obtidos de maneira empírica com o auxílio do software RocLab<sup>®</sup> 1.0.

### 3.7.5 Descontinuidades (*Joints*)

A principal família de descontinuidades diagnosticadas no maciço rochoso possui orientação coincidente com o plano horizontal, sendo que essas fraturas estão associadas à formação das rochas sedimentares. O software geotécnico Phase<sup>®</sup> 2 permite a representação desse tipo de fratura no modelo computacional. A Tabela 20 apresenta as propriedades estabelecidas para essa família de descontinuidades.

Tabela 20 - Propriedades geomecânicas atribuídas as descontinuidades do modelo.

Propriedade	Valor
Critério	Hoek & Brown
Resistencia a tração (Mpa)	0
Coessão (Mpa)	0
Ângulo de Fricção (graus)	30
Tensão Normal (Mpa/m)	100000
Tensão de Cisalhamento (Mpa/m)	100000

Fonte: Autor

### 3.7.6 Aplicação dos Suportes (*Supports*)

O Phase<sup>®</sup> 2 possibilita a utilização de suportes de contenção nos modelos numéricos, para cada tipo de suporte é possível definir suas características, tipo de ancoragem, comprimento, pró tensionamento, entre outros dados, Tabela 21.

Tabela 21 - Parâmetros técnicos dos tirantes utilizados nos modelos computacionais.

<b>Parâmetros</b>	<b>1.40 (pontual)</b>	<b>1.40 (total)</b>	<b>2,10 (total)</b>
<b>Tipo de Parafuso</b>	Ancoragem pontual	Coluna total	Coluna total
<b>Diâmetro do parafuso (mm)</b>	16	16	19
<b>Modulo de elasticidade (Mpa)</b>	210000	210000	210000
<b>Capacidade de tensão (MN)</b>	0.098	0.098	0.15
<b>Capacidade residual (MN)</b>	0	0	0
<b>Espaçamento (m)</b>	1	1	1
<b>Pré - Tensão (MN)</b>	0.000118	0.000118	0.000118

Fonte: Autor

### 3.7.7 Discretização/Computação (*Discretize/Compute*)

Após a criação do modelo do problema é necessário realizar a discretização, ou seja, o modelo é dividido em partes menores que serão analisados individualmente, Tabela 22. Depois de realizada a discretização do modelo, então são realizados os cálculos matriciais, através da ferramenta *compute*. Nessa etapa são gerados relatórios estatísticos e o registro dos dados de entrada e saída do *software*, em anexo (ANEXO 05).

Tabela 22 - Propriedades da malha dos elementos finitos relacionados ao modelo em análise.

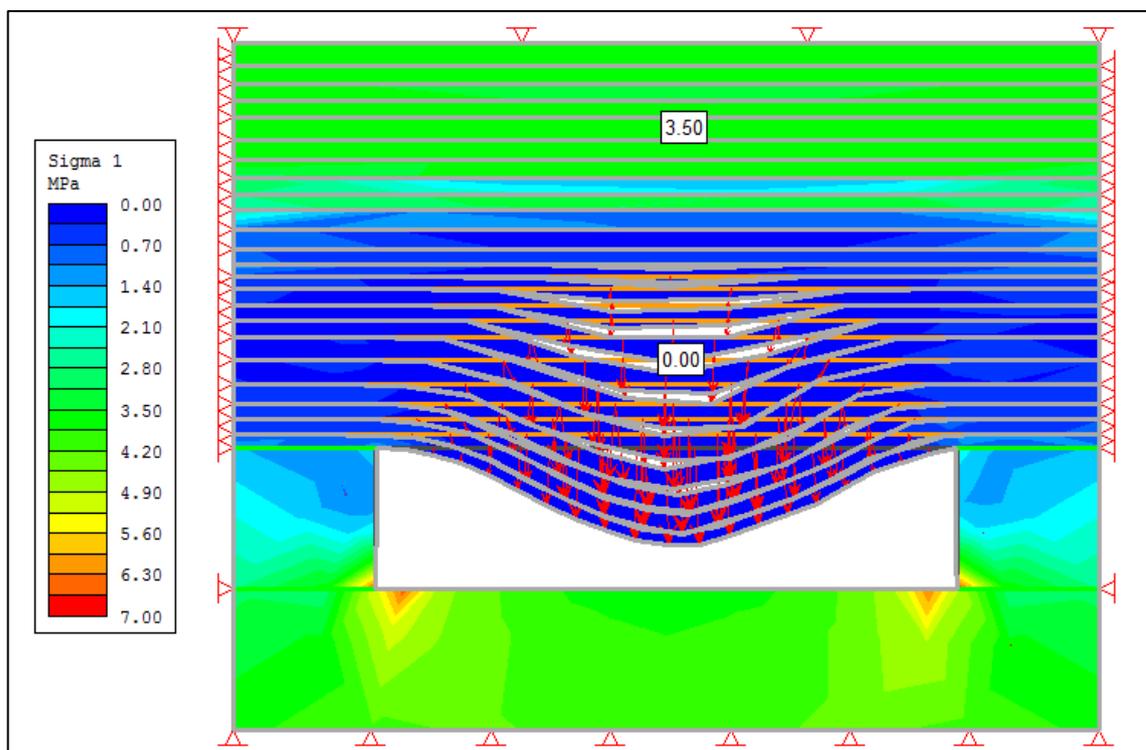
<b>Propriedades</b>	<b>Valores</b>
Tipo de Malha	Malha Graduada
Tipo de Elemento	Triangulo com três nós
Fator de Grade	0.1
Número de nós no entorno da escavação	50

Fonte: Autor

### 3.7.8 Interpretação (*Interpret*)

Após o cálculo do modelo, o software oferece o modo *interpret* a qual é possível obter os resultados de deslocamento vertical e horizontal, tensões induzidas, deformação, estresse e etc. Essa ferramenta também oferece uma gama de itens, como gráficos, imagens que facilitam a visualização da interpretação. No presente estudo os parâmetros utilizados na interpretação, Figura 48.

Figura 48 - Modelo computacional interpretativo da situação da escavação sem suporte.



Fonte: Autor

A Tabela 23 apresenta os parâmetros selecionados (Tensões Horizontal e Vertical, Deslocamentos Horizontal e Vertical), utilizados para a interpretação do comportamento do teto imediato em diferentes situações.

Tabela 23 - Resumo dos resultados da análise computacional.

<b>Suporte</b>	<b>Deslocamento Vertical (m)</b>	<b>Deslocamento Horizontal (m)</b>	<b>Tensão vertical siltito (Mpa)</b>	<b>Tensão Horizontal Siltito (Mpa)</b>	<b>Tensão vertical arenito (Mpa)</b>	<b>Tensão Horizontal arenito (Mpa)</b>
<b>Tensões <i>In Situ</i> Sem Escavação</b>	-	-	4,05	2,00	3,93	1,9
<b>Escavação Sem Suporte</b>	0,861	0,177	0,00	0,00	3,5	0,15
<b>Tirante (10 ton) 1,40 m 16 mm Coluna Pontual</b>	0,348	0,073	0,05	0,00	3,65	0,15
<b>Tirante (10 ton) 1,40 m 16 mm - Coluna Total</b>	0,260	0,063	0,05	0,00	3,65	0,15
<b>Tirante (15 ton) 1,40 m 19 mm - Coluna Total</b>	0,158	0,043	0,05	0,00	3,65	0,15
<b>Tirante (10 ton) 2,10 m 16 mm - Coluna Total</b>	0,193	0,079	0,05	0,00	3,65	0,15
<b>Tirante (15 ton) 2,10 m 19 mm Coluna Total</b>	0,129	0,038	0,05	0,00	3,65	0,15

Fonte: Autor



## Capítulo 4

### 4.0 ANÁLISE DOS RESULTADOS

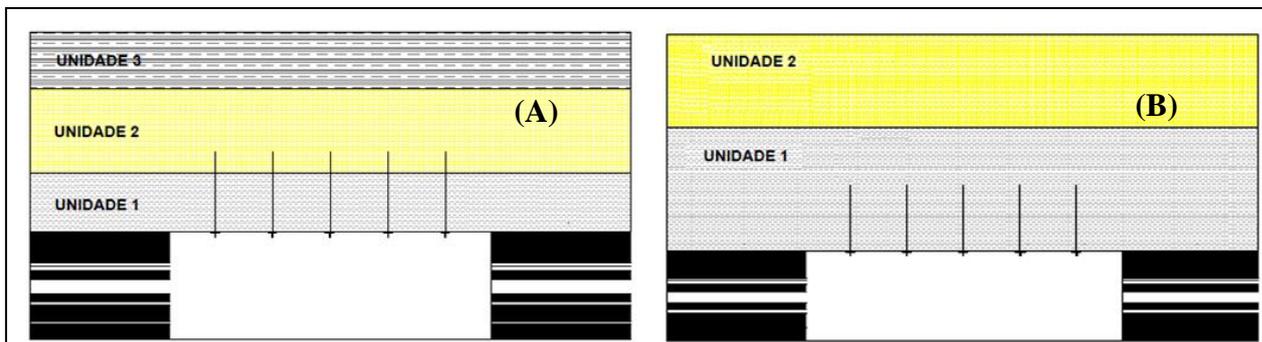
A unidade mineira em estudo esta instalada na camada de carvão mineral Barro Branco em subsolo, com profundidade média de 100 m, operando pelo método câmaras e pilares, onde os pilares tem a função de sustentação estrutural da mina, enquanto que para o suporte do teto das galerias subterrâneas são utilizados tirantes resinados, em coluna pontual com pró-tensão.

Após a lavra num período máximo de dois anos foram detectadas diversas rupturas do teto imediato. Para entender os motivos que levaram a tal evento, foram coletadas informações geológicas, geométricas e operacionais, em banco de dados do escritório e através de vistorias *in situ*, para serem analisadas juntamente com o auxílio das seguintes ferramentas: classificação geotécnica de maciços, dimensionamento de suportes subterrâneos e métodos numéricos para simulação do comportamento geomecânico da escavação.

No painel de lavra em estudo foi utilizado para escoramento de teto o sistema de contenção padrão da mina: tirantes de aço carbono GG-50, com 16 mm de diâmetro e 1,40 m de comprimento útil, sendo ancorado pontualmente com resina (75 cm) e tensionados com 12 Kgf/m. O efeito proposto para essa configuração é fazer a suspensão da camada menos competente (unidade 1, siltito) na camada mais competente (unidade 2, arenito) e após a aplicação do tensionamento formar uma camada “única” mais resistente, com capacidade de auto suporte.

No painel em estudo, foi diagnosticado através da descrição dos testemunhos de sondagem e vistoria *in situ*, o espessamento da camada de siltito (unidade 1), ou seja, a camada possuía em média 1,05 m de espessura e nessa porção passou a ter espessura média de 2,72 m. Com isso o efeito proposto inicialmente de suspensão da camada fraca, Figura 49 (A), não se mostrou eficiente, já que a ancoragem ocorreu dentro da própria camada fraca, Figura 49 (B).

Figura 49 - (A) Efeito suspensão entre camada forte (unidade 2) e camada fraca (unidade 1); (B) Efeito suspensão dentro da camada fraca.



Fonte: Autor

A avaliação das rupturas do teto detectou uma considerável mudança no cenário geológico, que influenciou diretamente na estabilidade do teto imediato, já que o sistema de suporte empregado visava a ancoragem na camada de arenito, mais resistente, o que não ocorreu. Como o cenário geológico se alterou se faz necessário nova classificação do maciço rochoso e o dimensionamento de suportes mais adequados ao modelo geológico.

Os sistemas de classificação de maciços rochosos têm a função de quantificar numericamente a qualidade de rochas, em função de suas características. Esse valor numérico é utilizado como parâmetro em diversas equações que fornecem informações fundamentais em projetos de suporte subterrâneo, sendo uma variável a ser inserida nas equações de dimensionamento.

As rochas do teto imediato do painel em estudo foram classificadas com base em dois índices de qualidade do maciço:

O índice aqui denominado RMR clássico no qual é determinado pela descrição geotécnica dos testemunhos de sondagem e atribuição de notas, conforme tabela proposta por Bieniawski (1989). A classificação por essa metodologia determinou o valor de RMR clássico +51.

O segundo índice de qualidade das rochas é baseado na relação geométrica da ruptura, ou seja, através da razão altura de caimento e largura da escavação, dado pela equação (4), proposta por Unal (1986). A classificação por esse método indicou o coeficiente de +67.

Nota-se que para o mesmo maciço rochoso houve valores significativamente distintos. O valor de RMR estimado pelo método clássico se mostrou mais conservador que o índice retro, sendo o maciço classificado como classe III (regular) e classe II (bom), respectivamente, conforme, Tabela 4.

Tendo em mãos a classificação das rochas foi possível realizar o dimensionamento dos suportes subterrâneos, levando em consideração os dois índices de qualidade de rochas, Tabela 24. A título comparativo também consta na tabela os parâmetros que se baseia o sistema de suporte padrão da mina.

Tabela 24 – Resumo dos parâmetros de dimensionamento obtidos pela classificação do teto imediato.

Classificação do Maciço	Parâmetros de Dimensionamento de Tirantes				
	Altura de Carregamento (m)	Comprimento do Tirante (m)	Pressão no Tirante (Kg)	Fator de Segurança (10.000 Kg)	Fator de Segurança (15.000 Kg)
RMR clássico (+51)	4,16	2,05	10.406	0,96	1,47
RMR retro (+67)	2,72	1,36	6.772	1,49	2,23
Escoramento Padrão	1,05	1,40	2.625	3,80	5,71

Fonte: Autor

A altura de carregamento é calculada através da equação (5) e expressa a espessura de rochas que está sujeita ao colapso, sob a escavação. A altura estimada média pela RMR clássico foi de 4,16 m e a média das alturas de caimento 2,72 m. O sistema padrão de escoramento, por efeito suspensão, levou em consideração uma altura de carregamento de aproximadamente 1,05 m.

A altura das rupturas em todos os locais analisados apresentou-se relacionada à espessura da camada de siltito, ou seja, em todos os casos houve a ruptura da camada de siltito, indicando que o carregamento no entorno da galeria está condicionada a espessura dessa camada de rocha fraca (unidade 1).

A sugestão de comprimento do parafuso é definida como a metade da altura de carregamento, em casos onde for aplicado o efeito viga (coluna total), equação (6). Para a ancoragem por suspensão, o comprimento do tirante deverá atravessar toda a espessura da camada fraca mais o suficiente para alcançar a camada competente em ao menos 0,30 m.

Considerando o efeito viga, o RMR clássico indicou comprimento médio de 2,09 m e o RMR retro 1,36 m. Para efeitos práticos foram considerados nos modelos computacionais os comprimentos de 2,10 m e 1,40 m, respectivamente.

O comprimento por efeito suspensão não foi dimensionamento, uma vez que o efeito não deve ser aplicado em camadas fracas de maiores espessuras, conforme Peng (1986). Sendo assim o efeito suspensão não é indicado para esse tipo de maciço que possui espessuras da camada fraca (unidade 1) variando de 2,10 m a 3,10 m.

Outro parâmetro utilizado em projetos de contenção subterrânea é a pressão nos tirantes, que é o mesmo que a demanda de carga que cada parafuso deve suportar. Essa carga é definida pela densidade da rocha e a altura de caimento e/ou carregamento, conforme equação (7). O índice RMR clássico estimou que cada tirante deve suportar em média 10.406 Kg e o índice RMR retro definiu 6.772 Kg a ser suportado por cada elemento.

O fator de segurança é definido como a razão entre a capacidade de carga de um tirante pela carga solicitada. No presente estudo a capacidade de carga foi definida para dois tipos de tirantes com as seguintes propriedades: Tirante 16 mm - 10.000 Kg e Tirante 19 mm - 15.000 Kg.

No dimensionamento utilizando o RMR clássico (comprimento de 2,10 m) o fator de segurança foi de 0,96 e 1,44, considerando os tirantes de 16 mm e 19 mm respectivamente.

No dimensionamento usando o índice RMR retro (comprimento de 1,40 m) o FS 1,49 e 2,23, considerando os tirantes de 16 mm e 19 mm respectivamente.

O fator de segurança estimado método de dimensionamento por suspensão para o suporte padrão utilizado na lavra foi 3,80 e 5,71, considerando os tirantes de 16 mm e 19 mm respectivamente. Apesar do alto valor de FS, o suporte não é adequado, tendo em vista que não é possível aplicar o efeito suspensão desejado para esse tipo de suporte.

A situação analisada se assemelha ao estudo de caso realizado por Molinda (2003) nas minas de carvão em Ohio, EUA, onde o aumento de espessura dos pacotes de rocha que compõe o teto imediato não permite a ancoragem dos tirantes na camada forte, resultando na deficiência do sistema de contenção.

Outro fator a ser considerado na ruptura do siltito é a zona de contato com a unidade sobreposta arenito (unidade 2). A ruptura nessa zona anisotrópica (contato) pode ser explicada pela diferença de propriedades mecânicas e reológicas entre as duas unidades que compõe o teto imediato, além do contato entre os estratos ocorrer de maneira brusca, o que gera uma superfície suscetível ao descolamento.

A simulação computacional é uma ferramenta amplamente utilizada em problemas geotécnicos e de engenharia atualmente, por conseguir consideráveis aproximações entre a visão empírica e a realidade. Para realizar a simulação do comportamento do teto imediato foi

escolhido o *software* Phase<sup>®</sup> 2, que utiliza o método dos elementos finitos, em regressão numérica para simular os cenários geomecânicos.

O modelo das galerias foi construído levando em consideração os dados geológicos, geométricos e geomecânicos coletados em campo e escritório. O critério de ruptura adotado para as rochas do maciço rochoso foi o método proposto por Hoek & Brown Generalizado. Para interpretação foram usados os parâmetros de tensão e deslocamento.

A tensão vertical estimada para o maciço virgem, também chamada de tensão *in situ* é de aproximadamente 4,05 Mpa no siltito e 3,93 Mpa no arenito. Após a escavação ocorre a redistribuição do campo de tensões no entorno da galeria, que passam ser denominadas tensões induzidas. A tensão sob a escavação sem suporte passou a ser 0,00 Mpa no siltito e 3,50 Mpa no arenito.

Com a instalação dos tirantes, não há grande alteração no comportamento das tensões quando comparada ao teto sem suporte, passando a 0,05 Mpa e 3,65 Mpa, para o siltito e arenito, respectivamente, não alterando os valores mesmo utilizando diferentes configurações de suporte.

A tensão horizontal *in situ* estimada para o maciço virgem foi de aproximadamente 2,00 Mpa no siltito e 1,90 Mpa no arenito. A tensão do maciço após a escavação e sem suporte se altera passando 0,00 Mpa no siltito e 0,15 Mpa no arenito.

Após a instalação dos tirantes, não há grandes alterações no comportamento das tensões horizontais, sendo 0,00 Mpa e 0,15 Mpa, para o siltito e arenito, respectivamente e não alterando os valores mesmo utilizando diferentes configurações de suporte.

O campo das tensões no maciço rochoso estimado pela simulação numérica, antes e depois da escavação, teve comportamento análogo ao proposto por Hoek & Brown (1980), onde a escavação altera as tensões *in situ* existentes na rocha, redistribuindo as tensões induzidas no entorno da escavação. Observa-se que há o surgimento de regiões de alívio, identificado pela redução das tensões verticais e horizontais, principalmente no siltito (unidade 1), onde passa a ter valores muito baixos.

O deslocamento é a medida em valores absolutas da deformação de determinado material, no caso em estudo, o deslocamento medido é referente a um determinado ponto central da escavação. Ambos os parâmetros relativos ao campo de tensões (deslocamento vertical e horizontal) apresentaram comportamento semelhante nas simulações realizadas, Tabela 25.

Tabela 25 – Resumo dos resultados do dimensionamento e simulação computacional.

<b>Suporte</b>	<b>Ancoragem</b>	<b>Comprimento (m)</b>	<b>Capacidade (Kg)</b>	<b>Deslocamento Vertical (m)</b>	<b>Deslocamento Horizontal (m)</b>	<b>Fator de Segurança</b>
<b>Escavação Sem Suporte</b>	-	-	-	0,861	0,177	-
<b>Tirante 16 mm</b>	Efeito Suspensão	1,40	10.000	0,348	0,073	1,49
<b>Tirante 16 mm</b>	Efeito Viga	1,40	10.000	0,260	0,063	1,49
<b>Tirante 19 mm</b>	Efeito Viga	1,40	15.000	0,158	0,043	2,23
<b>Tirante 16 mm</b>	Efeito Viga	2,10	10.000	0,193	0,079	0,96
<b>Tirante 19 mm</b>	Efeito Viga	2,10	15.000	0,129	0,038	1,44

Fonte: Autor

O deslocamento vertical apresentou os maiores valores no mesmo ponto da escavação, em todas as situações simuladas, no centro da galeria. O maior valor absoluto de deslocamento (0,861 m) ocorreu no teto sem suporte, enquanto que o menor valor (0,129 m) com tirantes de comprimento 2,10 m e diâmetro 19 mm (15 ton), considerado o sistema de suporte mais robusto dentre os sugeridos.

Dentre as simulações utilizando suportes no teto imediato, a configuração que apresentou maior deslocamento (0,348 m) foi o sistema de tirantes em coluna pontual, o mesmo utilizado no painel de lavra em estudo. O resultado vai de encontro ao proposto por Peng (1986), Dolina & Bhatt (2000) e Mark (2000), onde os autores restringem o uso de tirantes em coluna pontual para situações geológicas específicas, onde a camada fraca possuem espessuras que permitam a ancoragem em camadas competentes.

Os tirantes de 19 mm com comprimento 2,10 m e 1,40 m foram os que apresentaram os melhores índices, em relação ao parâmetro deslocamento vertical, (0,129 m e 0,158 m). Esse comportamento é coerente ao proposto por Mark (2000), onde o mesmo estabelece que suportem mais rígidos levam o maciço a apresentar valores menores de deslocamento. Essa diferença de rigidez se dá pelo maior diâmetro do parafuso, o uso de ancoragem em coluna total e pela maior capacidade de transferência de cargas entre as rochas e o suporte, consequentemente.

O maior valor absoluto de deslocamento vertical (0,177 m) ocorreu no teto sem suporte, enquanto que o menor valor (0,038 m) com tirantes de comprimento 2,10 m e diâmetro 19 mm (15 ton), também considerado o sistema de suporte mais robusto dentre os sugeridos.

Dentre as simulações utilizando suportes no teto imediato, a configuração que apresentou maior deslocamento (0,348 m) foi o sistema de tirantes de 16 mm em coluna total com 2,10 m de comprimento. Os tirantes de 19 mm (2,10 m e 1,40 m) foram os que apresentaram os menores índices em relação ao parâmetro deslocamento verticais (0,043 m e 0,038 m).



## Capítulo 5

### 5.0 CONCLUSÕES

#### 5.1 CONSIDERAÇÕES FINAIS

O presente trabalho contemplou a análise de rupturas do teto imediato em uma mina de carvão subterrânea. O estudo teve como objetivo caracterizar as rupturas, identificar as possíveis causas da instabilidade e propor o sugestões de suportes subterrâneos mais adequados, utilizando basicamente as ferramentas: compilação dos dados coletados, classificação do maciço rochoso e simulação computacional.

A causa principal para a origem das rupturas foi identificada como a variação local da espessura das rochas que compõe o maciço rochoso, houve o espessamento anômalo da camada de siltito (unidade 1) no painel em estudo. O espessamento da camada de siltito impediu que os tirantes fossem ancorados na camada forte, para suspender assim a camada fraca, como é proposto pelo escoramento padrão da unidade mineira.

Os suportes subterrâneos utilizados na lavra se mostraram insatisfatórios pelo tipo de ancoragem utilizada (coluna pontual) que não é adequado para os maciços rochosos onde a camada de rocha fraca é muito espessa, pois impedem o efeito de suspensão, já que não há ancoragem na camada forte, nesses casos a ancoragem se dá dentro da própria camada fraca.

Com essa variação geológica o sistema de contenção se tornou inadequado também pelo o aumento de carga das rochas, em função de um volume maior de rochas estava em balanço sob a galeria, devido ao espessamento da camada de siltito.

Em todas as rupturas a altura da ruptura foi proporcional à espessura da camada de siltito, indicando que toda a camada de siltito, independente da sua espessura fica em carregamento sob a galeria. Esse comportamento também foi observado na análise computacional, onde as tensões verticais e horizontais na camada de siltito são muito baixas, próximas a zero, estão em sobre o seu próprio peso. Já a camada de arenito apresentou comportamento contrário estado de tensões induzidas no arenito permaneceu semelhante ao estado de tensões *in situ*, ou seja, próximo ao estado de tensões anterior a abertura, indicando que o arenito não sofre tanta influência das tensões induzidas pela abertura da galeria.

O sistema de suportes composto por tirantes de 19 mm, com 2,10 m de comprimento, utilizando ancoragem por coluna total, foi a configuração que apresentou o menor índice de

deslocamento vertical (0,13 m) e deslocamento horizontal (0,038 m). Esse desempenho tem relação direta com a rigidez do suporte, já que o mesmo apresenta menor comprimento e maior diâmetro, tornando o tirante mais rígido que todos os outros testados.

A classificação de maciços rochosos *Rock Mass Rating* – RMR se mostrou grande aliada no planejamento de suportes subterrâneos, tendo apresentado resultados representativos da qualidade do maciço rochoso. Porém somente o dimensionamento correto não garante um suporte eficiente, uma vez que as condições geológicas devem ser semelhantes aquelas levadas em consideração no projeto do suporte.

Com base nas conclusões, os objetivos do estudo foram atingidos, uma vez que as principais causas que levaram a instabilidade do teto imediato foram diagnosticadas sendo possível propor um novo sistema de suporte subterrâneo que sob a ótica da modelagem computacional apresentará resultados mais satisfatórios.

## 5.2 RECOMENDAÇÕES E ESTUDOS FUTUROS

O estudo apresentado realizou a análise de rupturas do teto imediato, através da classificação geomecânica de maciços rochosos que define a qualidade das rochas através de um valor numérico. Nessa dissertação foi utilizado o *Rock Mass Rating* – RMR, classificação proposta Bieniawski (1989), que leva consideração cinco propriedades do maciço (resistência a compressão, RQD, espaçamento e condições das descontinuidades e a presença de água), além e fatores de ajuste para classificá-lo.

Entretanto existem outros sistemas de classificação: sistema Q, GSI e o *Coal Mine Roof Rating* - CMRR exclusivo para tetos de minas de carvão, com isso recomenda-se realizar a análise dos dados coletados nesse estudo, sob a ótica do CMRR e comparar as análises obtidas por diferentes métodos de classificação de maciços.

O acompanhamento em frente de lavra das condições geológicas, geotécnicas e geométricas das galerias é de suma importância, para que a equipe de operação possa executar o escoramento adequado a situação de cada painel de lavra, visto que o ambiente sedimentar pode apresentar variações de espessura e de qualidade das rochas que compõe o teto imediato.

Com isso recomenda-se o acompanhamento das frentes de serviço, para verificar se as condições geológicas do painel em operação são as mesmas previstas em projeto, a fim de evitar incompatibilidade entre a situação planejada e a realidade.

A modelagem numérica também demonstrou ser uma excelente ferramenta para auxiliar na escolha dos suportes subterrâneos a serem utilizados, uma vez que os resultados obtidos se mostraram bastante representativos.



## 6.0 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ALMEIDA, F.F.M. *et al.* Províncias Estruturais Brasileiras. **VIII SIMPÓSIO DE GEOLOGIA DO NORDESTE**. Campina Grande, 1977. p. 363-391.
- AMADEI, B.; STEPHANSSON, O. **Rock stress and its measurement**. Chapman & Hall. London, 1997. 490 p.
- ASSOCIAÇÃO BRASILEIRA DE NORMAS TÉCNICAS – ABNT. **NBR 15845: Determinação da resistência à compressão uniaxial - Método de Ensaio**. Rio de Janeiro, 2010.
- BARTON, N. R.; LIEN, R.; LUNDE, J. **Engineering classification of rock masses for design of tunnel support**. Rock Mech. 1974. Vol. 6. N. 4. 189 – 239 p.
- BELOLLI, M.; GUIDI, A.; QUADROS, J. **A História do Carvão de Santa Catarina**. Criciúma: Imprensa Oficial do Estado de Santa Catarina. 2002. v. I. 300 p
- BELOLLI, M.; GUIDI, A.; QUADROS, J. **A História do Carvão de Santa Catarina**. Criciúma. 2010. v. II. 315 p.
- BIENIAWSKI, Z. T. Engineering classification of jointed rock masses. **Transactions of South Africa Institute of civil engineers**, 1973. v. 15, p. 335-344.
- BIENIAWSKI, Z. T. **Engineering rock mass classifications**, Jonh Wiley & Sons, EUA, 1989. 251 p.
- BRADY, B. H. G.; BROWN, E. T. - **Rock mechanics for underground mining**. Allen and Unwin. London, 1985. 527 p.
- BRADY, B. H. G.; BROWN, E. T. **Rock mechanics for underground mining**. 3<sup>rd</sup> ed.. Kluwer Academic Publishers. Dordrecht/Boston/London, 2004. 527 p.
- CAMPBELL, R, MOULD, R & MACGREGOR, S. **Investigation Into the Extent and Mechanisms of Gloving and Un-mixed Resin in Fully Encapsulated Roof Bolts**, in Aziz, N (ed), Coal 2004: Coal Operators' Conference, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, p. 203-214. 2004.

- CEBALLOS, F, OLALLA, C, JIMENEZ, R. **Relationship between RMRb and GSI based on in situ data**, Maio 2014. Disponível em < <https://www.researchgate.net>> Acesso em 18 nov. 2017.
- COMPANHIA DE PESQUISA DE RECURSOS MINERAIS. **Carvão Mineral**. 2013. Disponível em: <[www.cprm.gov.br/publique/mediagestao\\_territorial/geoparques/coluna\\_white/carvaomineral1.html](http://www.cprm.gov.br/publique/mediagestao_territorial/geoparques/coluna_white/carvaomineral1.html)> Acesso em: 01 fev. 2018.
- CONWAY, C. C. **Roof support with suspension rods**. Min Cong J. Jun, 1948. p. 32-37.
- DEERE, D. U. Technical description of rock cores for engineering purposes. **Rock Mechanics and Engineering Geology**:1 (1):16-22. 1964.
- DEERE, DU. Rock quality designation (RQD) after 20 years. **US Army Corps Engrs contract report**: GL-89-1. Waterways Experimental Station, Vicksburg, 1989. 67 p.
- DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL. **Anuário Mineral Estadual**: Santa Catarina. Brasília. 2013. Disponível em < <http://www.dnpm.gov.br/dnpm/paginas/anuario-mineral-estadual>>.
- DOLINAR, D.R.; BHATT, S.K. Trends in roof bolt application: New Technology for coal mine Roof Support. **Information Circular IC 9453. National Institute for Occupational Safety and Health**. Pittsburgh, 2000. p. 43-5.
- FAIRHURST, C.; SINGH, B. Roof Bolting in horizontally laminated mine roof. **Engineering and Mining Journal**. 1974. p. 80-90.
- GALVIN, J. M. **Ground Engineering - Principles and Practices for Underground Coal Mining**. Springer International. Suíça, 2016. 684 p.
- GOULARTI FILHO, A. **Padrões de crescimento e diferenciação econômica em Santa Catarina**. Campinas, SP. Tese de Doutorado. UNICAMP, 2001. 373 p.
- GOODMAN, R. E. **Introduction to Rock Mechanics**. John Wiley & Sons. 1989. 2ª ed.
- HERGET, G. **Stresses in Rock**. Rotterdam, Balkema, 1988. 1ª ed

- HILL, J. L. Cutter roof failure: An overview of the causes and methods for control. **Information Circular 9094 – United States Department of the interior. Bureau of Mines.** 1986. 26 p.
- HOEK, E.; BROWN, E. T. **Underground Excavations in Rock.** Institution of Mining and Metallurgy, London, 527pp. 1980.
- HOEK, E. **Strength of rock and rock masses.** ISRM News Journal, 2(2). 1994. 4-6 p.
- HOEK, E.; CARRANZA-TORRES, C.; CORKUM, B. Hoek - Brown criterion. **5<sup>th</sup> North American Rock Mechanics Symposium.** Toronto, Canada. Vol. 1. p. 267-273. 2002.
- HOEK, E. KAISER, P. K.; BAWDEN, W. F. **Support of underground excavations in hard rock.** Rotterdam, 1998.
- HOEK, E. Rock support. **Mining Magazine.** 1988. p. 282-287.
- HOEK, E. *et al.* Rock Slopes in Civil and Mining Engineering. **International Conference on Geotechnical and Geological Engineering.** 2000. p. 1-16.
- KALKREUTH, W. *et al.* Depositional setting, petrology and chemistry of Permian coals from the Paraná Basin: 2. South Santa Catarina Coalfield, Brazil. **International Journal of Coal Geology,** 2010. p. 213-236.
- KARABIN, G. L.; HOCH, M. T. **An Operational Analysis of pointed Resin-Anchored Bolting Systems.** U.S. Department of Interior, Information Circular 1100. 1979. 14 p
- KURCEWICZ, J.A. **Desmonte com explosivo em lavra subterrânea de carvão: avaliação do desempenho e utilização de ANFO.** Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Programa de Pós Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais (PPGEM), 2004. 146p. (Dissertação de Mestrado).
- LEDESMA, A.; GENS, A.; ALONSO, E. Estimation of parameters in geotechnical backanalysis: maximum likelihood approach. **Journal of Computers and Geotechnics,** 1996. P. 1-27, vol. 18.
- MARK, C.; DOLINAR, D.; MUCHO, T. P. Summary of field measurements of roof bolt performance. **New Technology For Coal Mine Roof Support,** Pittsburgh, US, out. 2000. v. 151, n. 9453, p.81-98.

- MARK, C. The introduction of roof bolting to U.S. underground coal mines (1948-1960): A cautionary tale. **Proceedings of the 21st International Conference on Ground Control in Mining**. Morgantown, WV: West Virginia University. 2002.
- MARK, C. **Design of roof bolt systems: New Technology for Coal Mine Roof Support**. Pittsburgh, PA: U.S. Department of Health and Human Services, Public Health Service, Centers for Disease Control and Prevention, National Institute for Occupational Safety and Health, DHHS (NIOSH) Publication No. 2000-151, IC 9453. 2000.
- MARK, C.; BARCZAK, T. M. Fundamentals of coal mine roof support. **New Technology for Coal Mine Roof Support**. Pittsburgh, PA: U.S. Department of Health and Human Services, Public Health Service, Centers for Disease Control and Prevention, National Institute for Occupational Safety and Health, DHHS (NIOSH) Publication No. 2000-151, IC 9453.2000.
- MARINOS, P.; HOEK, E. GSI – A geologically friendly tool for rock mass strength estimation. **Proc. GeoEng2000 Conference**, Melbourne. 2000. p. 1422-1442.
- MERWE, J. V. D. In-Situ investigation into causes of falls of roof in South Africa Collieries. **Proceedings of the 20<sup>th</sup> International Conference on Ground Control in Mining**. Morgantown, WV: West Virginia University, 2001. p. 105 – 118.
- MILANI, E. J.; ASSINE, M. L.; SOARES, P. C. **A sequência ordovício-siluriana da Bacia do Paraná**. Boletim de Geociências da PETROBRÁS. 1993.
- MILANI, E. J. **Evolução tectono-estratigráfica da Bacia do Paraná e seu relacionamento com a geodinâmica fanerozóica do Gondwana Sul-Occidental**. – Instituto de Geociências. Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 1997. 2 v. (Tese de Doutorado).
- MOEBS, N. N.; STATEHAM R. M. **Coal Mine Roof Instability categories and Causes**. BuMines IC 9076, 1986. 15 p.
- MOLINDA G.; MARK C. **Coal mine roof rating (CMRR): a practical rock mass classification for coal mines**. EUA.U.S. Department of the Interior, Bureau of Mines, IC 9387. 1994.

- MOLINDA, G. *et al.* Factors influencing intersection stability in U.S. coal mines. In: Peng SS, ed. **Proceedings of the 17th International Conference on Ground Control in Mining**. Morgantown, WV: West Virginia University, 1998. p. 267- 275.
- MOLINDA, G. M. **Geologic hazards and roof stability in coal mines**. Pittsburgh, PA: U.S. Department of Health and Human Services, Public Health Service, Centers for Disease Control and Prevention, National Institute for Occupational Safety and Health, DHHS (NIOSH) Publication No. 152, IC 9466. 2003.
- MOLINDA, G.; MARK, C. Ground failure in coal mines with weak rocks. **The Electronic Journal of Geotechnical Engineering**. 2010. Vol. 15, p. 547 - 588.
- NUNES, A. L. L. S. **Mecânica das Rochas Aplicadas**, In: Notas da Aula da Disciplina de Estudos Especiais em Engenharia Civil, COPPE/UFRJ, Rio de Janeiro. 2000.
- OBERT, L.; DUVALL, W.I. **Rock Mechanics and the Design of Structures in Rock**. New York. Wiley, 1967. 650 p.
- PENG, S. S. **Coal Mine Ground Control**, John Wiley & Sons, New York, EUA, 1986. 491 p
- PETTIBONE, H. C. **Avoiding Anchorage Problems with Resin Grouted Roof Bolts**. USBM RI 9129, 1987. 28 pp.
- PHILOMENA, G. L. B.; FOLLMAN, J. I.; GONÇALVES, T. M. **Aspectos da Cultura do Carvão em Criciúma/SC: a história que não se conta**. História Usininos. [S.I.], Ago. 2012. p. 244-255.
- ROCKSCIENCE, Inc. **Roclab Users Manual**. Toronto, 2002. 23 p.
- ROCKSCIENCE, Inc. **Phase2 Users Manual**, v 5.0. Toronto, 2001. 173 p.
- SCHUMANN, W. **Rochas e Minerais**. Tradução: Rui Franco Ribeiro e Mario Del Rey. Editora: Ao Livro Técnico S/A, Rio de Janeiro/RJ, 1985.
- SERBOUSEK, M.O.; SIGNER, S. P. **Linear load-transfer mechanics of fully grouted roof bolts**. Report of Investigations 9135. US Bureau of Mines, Pittsburgh, PA, 1987.
- SIGNER, S. P. **Field Verification of Load Transfer Mechanics of Fully Grouted Roof Bolts**. USBM RI 9301, 1990. 13 p.

- SILVA, M. A. S. **Programa Levantamentos Geológicos Básicos do Brasil:** Criciúma, SH.22-X-B. Estado de Santa Catarina. Escala 1:250.000. CPRM. Brasília, 2000.
- SILVA, C. T. **Modelo para análise de tensões gravitacionais a partir de características geomecânicas dos maciços rochosos.** Universidade Federal de Pernambuco. 2008. (Dissertação de Mestrado).
- STEWART, S. B. V.; FORSYTH, W. W. The Mathews method for open stope design, **CIM Bulletin 88 (992)**. 1995. pp. 45-53.
- TADOLINI S. C.; MAZZONI R. A. Understanding roof bolt selection and design still remain priceless. **25<sup>th</sup> International Conference on Ground Control in Mining.** Morgantown, EUA, 2006. 224-234 p.
- TERZAGHI, K. **Rock defects and loads on tunnel supports.** Cambridge: Harvard University, 1946. p. 17-99.
- UNAL, E. Empirical Approach to Calculate Rock Loads in Coal Mine Roadways. **5<sup>th</sup> Conf. Ground Control Coal Mines,** West Virginia University, Morgantown, EUA, 1986.
- ZALÁN, P. V. et al. Bacia do Paraná. in: **Origem e evolução de bacias sedimentares.** PETROBRAS. 1990. p. 135-168.
- ZORZI, L.; AGOSTINI, I. M.; GONZATTI, C. **Metodologia para Dimensionamento de Pilares em Minas de carvão do Sul do Brasil.** CIENTEC. Porto Alegre, 1991. 23 p.
- WEISS, A.L. **Incorporação de dados geomecânicos em projetos de suporte de teto em mina subterrânea de carvão.** PPGEM - UFRGS, 2003. 170 p. (Dissertação de Mestrado).
- YASSIEN, A., *et al.* Comparison of Some Aspects of Bolting Mechanisms Between Fully-Grouted Resin and Tensioned Bolts in Underground Mine Entries. **21st Conference on Ground Control in Mining,** Ed. S.S. Peng, C. Mark and A.W. Khair, 2002. p. 114-125.

# **ANEXO 01**

## **Planilha de Campo**



## **ANEXO 02**

### **Descrição FT – 01**



# **ANEXO 03**

## **Dados de Campo**



# **ANEXO 04**

**Descrição FT – 02**



# **ANEXO 05**

## **Simulação Computacional**