

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO E DO DESPORTO
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
ESCOLA DE ENGENHARIA

Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas,
Metalúrgica e de Materiais (PPGEM)

**INCORPORAÇÃO DE DADOS GEOMECÂNICOS EM PROJETOS DE
SUPORTE DE TETO EM MINA SUBTERRÂNEA DE CARVÃO**

ANDERSON LUIS WEISS

DISSERTAÇÃO PARA OBTENÇÃO DO
TÍTULO DE MESTRE EM ENGENHARIA

Porto Alegre, RS
2003

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO E DO DESPORTO
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
ESCOLA DE ENGENHARIA

Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas,
Metalúrgica e de Materiais (PPGEM)

**INCORPORAÇÃO DE DADOS GEOMECÂNICOS EM PROJETOS DE
SUPORTE DE TETO EM MINA SUBTERRÂNEA DE CARVÃO**

ANDERSON LUIS WEISS
ENGENHEIRO DE MINAS

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

Área de Concentração: Metalurgia Extrativa e Tecnologia Mineral

Porto Alegre, RS
2003

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

ORIENTADOR:

Prof. Dr. João Felipe Coimbra Leite Costa

BANCA EXAMINADORA:

Prof. Dr. Jair Carlos Koppe

Prof. Dr. André Cezar Zingano

Prof. Dr. Carlos Otávio Petter

Prof. Dr. Lineu Azuaga Ayres da Silva

Prof. Dr. Carlos Arthur Ferreira
Coordenador do PPGEM

“Nossas dúvidas são traiçoeiras e nos fazem perder as coisas boas que geralmente podemos conquistar por ter medo de tentar.”

William Shakespeare

Aos meus pais Claudio e Nelsi, e
à minha querida Fabiane, pela
confiança, dedicação e amor.

AGRADECIMENTO

Ao Prof. Dr. João Felipe C.L. Costa, pela orientação na elaboração desse trabalho, pelos ensinamentos práticos e, sobretudo, pelo seu incansável incentivo para o meu aperfeiçoamento técnico e profissional.

Ao Prof. Dr. André Cezar Zingano, o qual contribuiu na condução dessa dissertação, sempre disposto a ajudar e esclarecer as minhas dúvidas.

À UFRGS e à Escola de Engenharia por propiciarem condições para o desenvolvimento de trabalhos de pesquisa.

Ao Laboratório de Pesquisa Mineral e Planejamento Mineiro (LPM), pela oportunidade concedida e por disponibilizar toda sua infra-estrutura para realização desse estudo, contribuindo para o desenvolvimento científico do país. Ao pessoal do LPM, pela amizade e companheirismo nos bons momentos de trabalho diário.

À Indústria Carbonífera Rio Deserto LTDA. pelo apoio à pesquisa, e principalmente pelo auxílio prestado e atenção de todos, colaborando de forma decisiva para a realização dessa dissertação.

Aos professores do Departamento de Engenharia de Minas (DEMIN) e do Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais (PPGEM).

Ao Conselho Nacional de Desenvolvimento Científico e Tecnológico (CNPq) pela bolsa concedida.

SUMÁRIO

Lista de figuras	x
Lista de tabelas.....	xiii
Resumo	xiv
Abstract.....	xv

Capítulo 1

Introdução	1
1.1 Meta e Objetivos	3
1.2 Metodologia.....	3
1.3 Organização dessa dissertação	6

Capítulo 2

Estabilidade das Escavações Subterrâneas em Maciços Estratificados	7
2.1 Origem e Condições para Ruptura de Teto.....	7
2.2 Tipos de Parafusos para Suporte de Teto.....	12
2.2.1 Parafusos de Ancoragem Pontual.....	13
2.2.2 Parafusos de Coluna Total	16
2.2.3 Outros Tipos de Chumbadores.....	17
2.3 Mecanismos Utilizados para Sustentação do Teto	18
2.3.1 Suporte de Teto por Suspensão.....	19
2.3.2 Reforço de Teto por Atrito (Efeito Viga)	20

Capítulo 3

Classificação Geomecânica dos Maciços Rochosos.....	22
3.1 Rock Quality Designation (RQD)	23
3.2 Rock Mass Rating (RMR).....	25

3.3 Sistema-Q.....	30
3.4 Coal Mine Roof Rating (CMRR).....	33
3.4.1 Componentes do CMRR.....	35
3.4.2 Procedimento para a determinação do CMRR.....	36
3.4.2.1 Índice da Unidade (<i>unit rating</i> – UR).....	37
3.4.2.2 Índice do Teto (<i>roof rating</i>).....	41
3.4.3 Aplicação do CMRR.....	45
Capítulo 4	
Estudo de Caso.....	52
4.1 Área de Estudo.....	52
4.2 Geologia.....	53
4.2.1 Formação Rio Bonito.....	54
4.2.2 Camada Bonito.....	57
4.2.3 Arcabouço Estrutural.....	57
4.3 Características da Mina Barro Branco.....	59
4.4 Metodologia de Amostragem.....	61
4.5 Cálculo do CMRR.....	66
Capítulo 5	
Sugestão para Suporte de Teto.....	70
5.1 Cálculo da Largura das Galerias.....	70
5.2 Cálculo do Comprimento dos Parafusos de Teto.....	74
5.3 Cálculo da Carga no Parafuso.....	79
Capítulo 6	
Conclusões.....	82
6.1 Considerações Finais.....	82
6.2 Recomendações e Trabalhos Futuros.....	85

Referências Bibliográficas	86
---	-----------

Anexos

Anexo A – Planilha de Campo com os Parâmetros do CMRR

Anexo B – Planilha Modelo para o Cálculo do CMRR

Anexo C – Relação dos Furos de Sondagem

Anexo D – Procedimento para Simulação de Modelos Estocásticos

Anexo E – Resultados dos Ensaios de Carga Pontual

Anexo F – Resultado dos Cálculos do CMRR

Anexo G – Cálculo do Comprimento dos Parafusos e da Intensidade de Carga dos Parafusos

LISTA DE FIGURAS

Figura 1.1. Proposta de cálculo do CMRR (modificado de Molinda & Mark, 1994).....	5
Figura 2.1. Classificação de caimento de teto (Wier, 1970): (a) caimento de blocos (b) caimento lenticular, (c) caimento de concreções, (d) caimento de lajes , (e) caimento por compressão da argila, (f) caimento de todo o teto.....	10
Figura 2.2. Fases do <i>cutter roof</i> (Peng, 1986)	11
Figura 2.3. Tipos de parafusos com ancoragem pontual: (a) parafuso de cunha, (b) parafuso com coquilha de expansão (c) parafuso ancorado com resina (modificado de Lang et al., 1979)	13
Figura 2.4. Procedimento para ancoragem pontual com resina: (1) furação, (2) acomodação da resina, (3) mistura da resina (15 – 20 s), (4) cura da resina (20 – 40 s), (5) instalação da placa, (6) aperto do parafuso, (7) aplicação do torque requerido, (8) instalação concluída (Karabin & Hoch, 1979)	15
Figura 2.5. Teto imediato suspenso por parafusos: (a) extremidades livres; (b) extremidades fixas	20
Figura 2.6. Reforço de teto por efeito viga.....	21
Figura 3.1. Procedimento de medida e cálculo do RQD (Bieniawski, 1989).....	23
Figura 3.2. Ajuste do RMR para atividades de mineração (Bieniawski, 1989).....	27
Figura 3.3. Gráfico para a determinação do tempo de auto-suporte de uma galeria em função do seu vão e da classificação RMR (Bieniawski, 1989).....	28
Figura 3.4. Diagrama para estimar as deformações do teto e as características do suporte em minerações de carvão (Unal, 1983)	29
Figura 3.5. Estimativa de suporte necessário para a estabilização de galerias (Barton et al., 1974)	32

Figura 3.6. Parâmetros da classificação CMRR (Molinda & Mark, 1994)	35
Figura 3.7. Indicação da resistência à compressão uniaxial ao impacto do martelo de ponta redonda (Molinda & Mark, 1994)	40
Figura 3.8. Desenho esquemático referente ao cálculo do RRw	42
Figura 3.9. Mecanismos de sustentação. Acima da linha pelo regime de suspensão; abaixo da linha pelo regime de formação de viga (Mark et al., 2001)	47
Figura 3.10. Efeito da largura da galeria nos cruzamentos. Acima da linha o vão da galeria é apropriado; abaixo da linha o vão é muito largo (Mark et al., 2001)	48
Figura 3.11. Efeito do PRSUP nos caimentos de teto. Acima da linha o PRSUP está adequado; abaixo da linha o PRSUP é considerado inadequado (Mark et al., 2001)	50
Figura 3.12. Casos históricos plotados de acordo com a diferença entre PRSUPG sugerido e o PRSUP real (eixo x), e a diferença entre I_{sG} sugerido e o I_s real (eixo y) (Mark et al., 2001)	51
Figura 4.1. Mapa geológico do sul do Brasil com a localização da bacia Sul-catarinense (em Souza, 2002)	53
Figura 4.2. Perfil estratigráfico típico da formação Rio Bonito (modificado de Caye et al., 1975)	56
Figura 4.3. Mapa dos lineamentos estruturais do Distrito de Santa Catarina (modificado de Morgental & Kirchner, 1983)	58
Figura 4.4. Disposição dos parafusos de teto da Mina Barro Branco	60
Figura 4.5. Localização dos furos de sondagem – Mina Barro Branco	61
Figura 4.6. Descrição parcial de um testemunho de sondagem	62
Figura 4.7. Mapa de probabilidade do teto imediato formado pela Unidade 1 ser maior que 0,75 metros	63
Figura 4.8. Situações de teto imediato encontrado na Mina Barro Branco	65
Figura 4.9. Guia visual para classificação da rugosidade das superfícies das descontinuidades (Molinda & Mark, 1994)	66
Figura 4.10. Valores finais do CMRR (originais e ajustados) para os seis casos	68

Figura 5.1. Análise da medida do comprimento da diagonal no cruzamento das galerias na Mina Barro Branco	71
Figura 5.2. Largura da diagonal nos cruzamentos das galerias.....	73
Figura 5.3. Comprimento dos parafusos para o CASO 1	75
Figura 5.4. Comprimento dos parafusos para o CASO 2.....	75
Figura 5.5. Comprimento dos parafusos para o CASO 3.....	75
Figura 5.6. Comprimento dos parafusos para o CASO 4.....	76
Figura 5.7. Comprimento dos parafusos para o CASO 5A	76
Figura 5.8. Comprimento dos parafusos para o CASO 5B.....	76
Figura 5.9. Comprimento dos parafusos para o CASO 6A	77
Figura 5.10. Comprimento dos parafusos para o CASO 6B	77
Figura 5.11. Capacidade de suporte requerida por comprimento de parafuso (avaliação realizada com o CMRR ajustado)	81

LISTA DE TABELAS

Tabela 3.1. Classificação geomecânica RMR (Bieniawski, 1989)	27
Tabela 3.2. Relação entre a categoria de escavação e o valor do ESR	31
Tabela 3.3. Índices para coesão e rugosidade	38
Tabela 3.4. Índices para espaçamento e persistência	39
Tabela 3.5. Ajuste para múltiplas descontinuidades	39
Tabela 3.6. Índices para resistência da rocha.....	40
Tabela 3.7. Índices para a sensibilidade a umidade (intemperismo).....	41
Tabela 3.8. Ajuste para a camada forte.....	42
Tabela 3.9. Fator multiplicador para camada forte	43
Tabela 3.10. Ajuste para os contatos entre Unidades.....	43
Tabela 3.11. Ajuste para a presença de água no teto da mina	44
Tabela 3.12. Ajuste de sobrecarga.....	44
Tabela 4.1. Características geológicas e geomecânicas da Unidade 1	67
Tabela 4.2. Características geológicas e geomecânicas da Unidade 2	67
Tabela 4.3. Ajuste para os danos causados pelo desmonte.....	69
Tabela 5.1. Dimensões praticadas na Mina Barro Branco	72
Tabela 5.2. Valores de I_{S_G} obtidos a partir do CMRR original.....	72
Tabela 5.3. Valores de I_{S_G} obtidos a partir do CMRR ajustado	73
Tabela 5.4. Padrão atual do sistema de suporte da Mina Barro Branco	80

RESUMO

O estado de Santa Catarina é responsável por 50% da produção nacional de carvão. A produção de carvão nas carboníferas da região de Criciúma – SC ocorre por meio de mineração subterrânea, utilizando o método de câmaras e pilares. Os sistemas de suportes de teto em mina subterrânea de carvão têm apresentado notáveis mudanças no seu desenvolvimento ao longo da história. Para tanto, atualmente existe uma ampla gama de tipos de suportes ou mecanismos de sustentação. O teto das minas de carvão é composto de rochas sedimentares as quais variam em espessura e em extensão lateral. Além disso, essas rochas apresentam resistência variada e características estruturais distintas. Contudo, o padrão de sustentação geralmente é o mesmo, independente da qualidade do maciço. Esse estudo buscou verificar se o padrão de suporte de teto atualmente empregado na Mina Barro Branco, apresenta-se adequado às distintas condições geológicas e geomecânicas do maciço rochoso que compõe o teto imediato da mina. Para este fim, o teto imediato foi avaliado ao longo de várias seções da mina e as informações foram usadas para classificar o maciço em zonas de acordo com o sistema *Coal Mine Roof Rating* (CMRR) proposto pelo U.S. Bureau of Mines em 1994. Diferentes índices de CMRR foram identificados e então considerados para definir a largura máxima nos cruzamentos, o comprimento e a capacidade de carregamento dos parafusos de teto. Estatísticas da mina revelam que caimentos de teto ocorreram quando as dimensões e o padrão de suporte empregado estão aquém do mínimo recomendado pelo CMRR. Esta metodologia provou ser adequada, minimizando os riscos de ruptura de teto e predizendo o tipo de suporte mais apropriado a ser empregado às várias zonas dentro do depósito. Estes resultados preliminares devem ser validados em diferentes locais da mina e ajustes secundários devem ser implementados no método principalmente devido ao uso de explosivos no desmonte das rochas.

ABSTRACT

Fifty percent of Brazilian coal production comes from underground mines at Santa Catarina state. These mines apply room-and-pillar method. Roof support in underground coal mines has been improved over mining history. Presently, there are several types of roof support systems available. Roof in coal mines comprise sedimentary layers which vary in thickness and extension. Additionally, these rocks have different strength and structural fractures. Eventough, the same pattern of roof bolting is found along the mine, i.e. variations in rock mass quality is not considered in roof support design. This study investigates the appropriateness of the roof support system used at Barro Branco Mine, considering the geomechanical conditions of roof for whole mine area. For this purpose the immediate roof was surveyed along various sections of the mine and the information used to classify zones according to the Coal Mine Roof Ratings (CMRR) system proposed by the U.S. Bureau of Mines in 1994. Different classes of CMRR were identified and then, considered to define maximum spans at crossings, bolt length and load capacity. Statistics on roof falls at the mine demonstrated that failure occurred where excavation span or support design were under the minimum CMRR recommendation. This methodology proved to be adequate as it tends to reduce roof accidents predicting properly the support to be employed at various zones within the deposit. These preliminary results have to be validated at different local mines and minor adjustments in the method implemented are required mainly due to the use of blasting during mining.

Capítulo 1

Introdução

O estado de Santa Catarina, o maior produtor de carvão do país, é responsável por 50% da produção nacional, sendo toda ela destinada à geração de energia. A produção de carvão na Mina Barro Branco, bem como nas outras carboníferas da região de Criciúma – SC, ocorre por meio de mineração subterrânea, utilizando o método de câmaras e pilares.

A dimensão correta dos pilares e galerias levam em conta diversos parâmetros, tais como: comportamento do maciço rochoso e características dos equipamentos de lavra. Os pilares são dimensionados de acordo com Salamon & Munro (1967), apresentando valores diferenciados de acordo com a variação da espessura de cobertura. O projeto de suporte de teto baseia-se na fórmula de Obert & Duvall (1967), em que a camada acima do carvão é suspensa com parafusos ancorados no maciço competente. Este método não considera a qualidade do maciço, mas sim parâmetros geométricos como largura da galeria, espessura do teto imediato, espaçamento entre os parafusos de teto, entre outros.

O teto imediato da camada de carvão Bonito, na Mina Barro Branco, é formado basicamente por arenito laminado ou arenito maciço, dependendo da localização na mina. Nesse caso, para cada qualidade de teto deve ser projetado um sistema de sustentação específico. Atualmente, o padrão de suporte do teto da Mina Barro Branco é o mesmo, independente da litologia e da qualidade geomecânica do teto. Contudo, os acidentes associados a caimentos de rochas são poucos, presentes apenas em situações onde o vão

livre torna-se muito largo, ou quando a ancoragem do parafuso no teto é inadequada.

Os sistemas de suportes de teto em mina subterrânea de carvão têm apresentado notáveis mudanças no seu desenvolvimento ao longo da história. A primeira metade do século vinte foi dominada por escoramentos de madeiras como o primeiro meio de manter estáveis as vias em minas subterrâneas de carvão. A aplicação de hastes de aço em minas subterrâneas resultou em um notável melhoramento nos padrões de suporte, tanto prático como em melhoria da segurança.

Dentro desse contexto, inúmeros estudos sobre sistemas de classificação geomecânica foram desenvolvidos, entre eles, um específico para a classificação de maciços rochosos sedimentares que formam o teto das minerações subterrâneas de carvão, o Coal Mine Roof Rating (CMRR), desenvolvido pelo U.S. Bureau of Mines (Molinda & Mark, 1994). O CMRR é uma ferramenta de engenharia que descreve quantitativamente as condições geológicas e geomecânicas do maciço rochoso do teto em minas de carvão. Esse sistema é amplamente utilizado nas carboníferas dos Estados Unidos, sendo inédito seu uso no Brasil. Para determinar a qualidade do teto em cada região da mina são necessários o conhecimento da tipologia do maciço rochoso e sua classificação geomecânica. Baseado nessas informações pode-se projetar o suporte necessário para cada tipo de teto imediato. Alguns autores apresentam modelos e metodologias para o dimensionamento e escolha do tipo de suporte do teto em minas de carvão, baseados nos sistemas de classificação geomecânica existentes (Unal, 1983; Bieniawski, 1989; Mark et al., 2001).

Esse trabalho apresenta uma metodologia para o mapeamento das litologias do teto imediato e sua classificação geomecânica, a qual é baseada na classificação CMRR. A partir dessas informações será verificado se o padrão de sustentação utilizado atualmente é adequado à geometria das escavações na Mina Barro Branco.

1.1 Meta e Objetivos

Este trabalho tem como meta verificar se o padrão de suporte de teto atualmente empregado na Mina Barro Branco, Lauro Müller – SC, apresenta-se adequado às distintas condições geológicas e geomecânicas do maciço rochoso que compõe o teto imediato da mina. Para obter o resultado desejável e alcançar a meta em sua plenitude, os objetivos associados a serem seguidos nesse trabalho, estão divididos em três pontos básicos, conforme descritos a seguir:

- (i) gerar mapas litológicos, com o auxílio de processos geoestatísticos de simulação, para identificar os tipos de rochas que compõem o teto;
- (ii) classificar geomecanicamente o maciço rochoso formador do teto da mina, baseado no sistema *Coal Mine Roof Rating* (CMRR);
- (iii) definir a escolha do tipo de suporte de teto adequado às situações encontradas na mina, com base na metodologia proposta por Mark et al. (2001).

Baseado nessa análise pode-se otimizar o processo de escoramento de teto, minimizando assim os riscos de caimentos em condições adversas e evitando gastos excessivos com suporte em situações geomecanicamente favoráveis.

1.2 Metodologia

Os estudos em mecânica de rochas deveriam ser irrestritamente empregados em projetos de escavações subterrâneas, principalmente no que diz respeito à estabilidade das aberturas em subsolo. Dessa forma se faz necessário o conhecimento de vários temas. Para alcançar os objetivos propostos, foi estabelecida a seguinte metodologia:

- Abordagem teórica sobre assuntos relevantes ao tema da dissertação proposto, tais como: tipos e mecanismos de sustentação de teto, princípio e circunstâncias para a ruptura e caimento do teto das galerias, sistemas de classificação geomecânica, em especial o CMRR;

- Campanha de coleta de informações em campo para aplicação e cálculo do CMRR conforme mostra o fluxograma da Figura 1.1. Foram realizadas visitas na Mina Barro Branco para obter as informações necessárias para o preenchimento dos parâmetros do CMRR. Os dados foram obtidos a partir das rochas expostas dos caimentos, dos realces do teto provocados por explosivos e dos testemunhos dos furos de sondagem;

- Geração de mapas para localizar as diferentes litologias que formam o teto imediato por meio de simulação estocástica. As informações necessárias para esse processo advêm da análise dos perfis dos furos de sondagem;

- Estimar qual o padrão de suporte de teto mais apropriado de acordo com os índices CMRR obtidos para as diferentes situações da mina e, comparar com o que está sendo atualmente empregado. Verificar, por meio de monitoramento das deformações do teto, se o padrão utilizado é adequado e satisfatoriamente seguro.

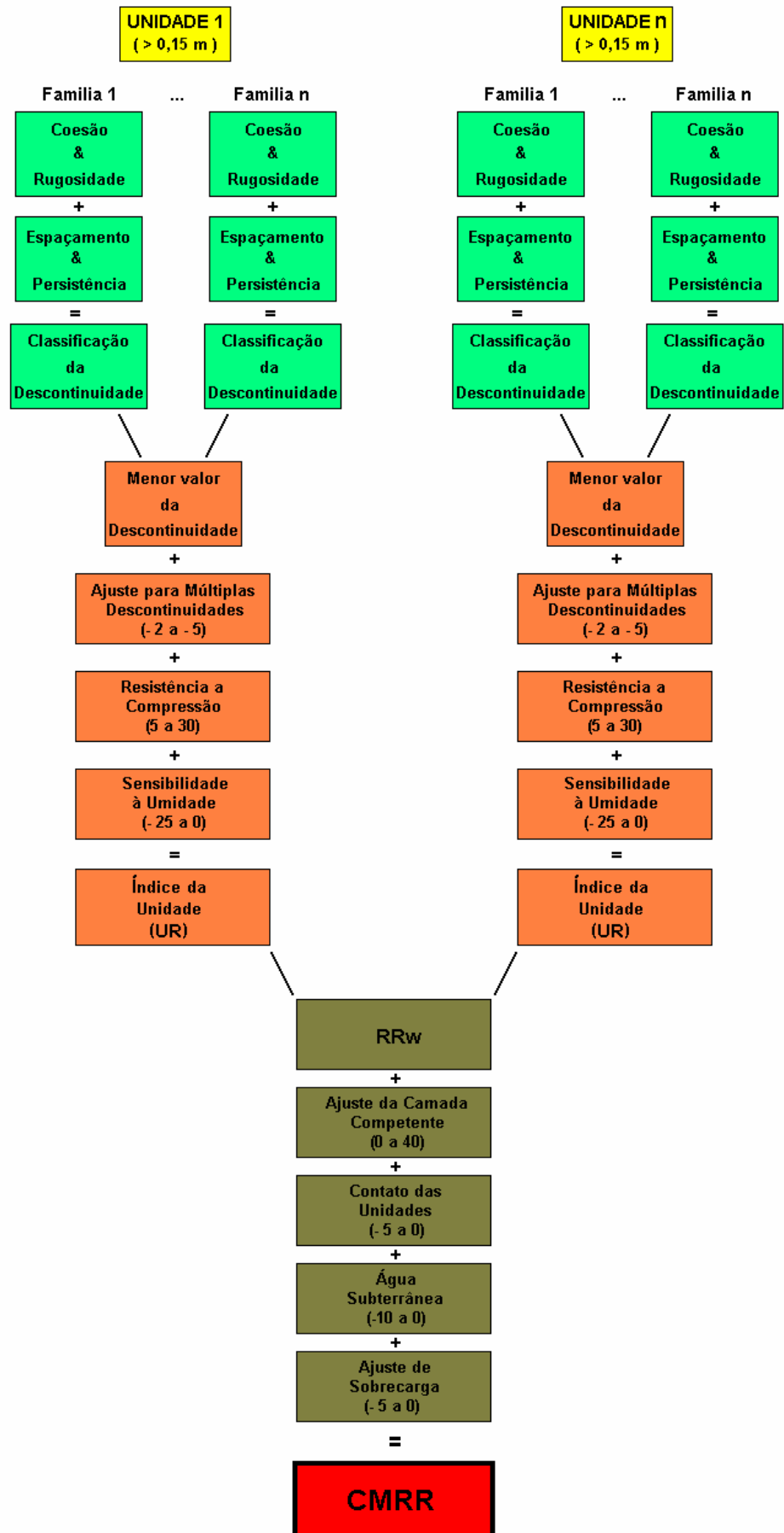


Figura 1.1: Proposta de cálculo do CMRR (modificado de Molinda & Mark, 1994).

1.3 Organização dessa Dissertação

A presente dissertação se encontra estruturada em capítulos que estão organizados da seguinte forma:

O capítulo 2 apresenta uma abordagem geral sobre os tipos de suportes atualmente utilizados em minas subterrâneas de carvão e também os mecanismos de sustentação empregados. Baseado na literatura, será exposto ainda quais as origens e condições para ruptura e caimentos de teto nas escavações subterrâneas em depósitos sedimentares.

No capítulo 3, primeiramente são citados os métodos geomecânicos de classificação dos maciços rochosos tradicionalmente empregados. Nesse contexto, será apresentado de maneira detalhada o sistema de classificação geomecânica *Coal Mine Roof Rating* – CMRR, definido como tema principal dessa dissertação.

O capítulo 4 introduz o estudo de caso a ser tomado como base para aplicabilidade do método CMRR. Os aspectos geológicos regionais e locais serão apresentados, bem como os mapas de tipologia do teto imediato da Mina Barro Branco. Por fim, são demonstrados os valores obtidos com a classificação CMRR para todas as possíveis situações encontradas na mina.

No capítulo 5, será realizada uma análise dos índices de CMRR calculados, aplicando-se as fórmulas empíricas para projetos de suporte de teto baseados na qualidade do maciço rochoso. Nessa fase da dissertação será comparado o sistema de sustentação vigente na mina, com o sistema proposto pelo CMRR.

O capítulo 6 encerra a dissertação, analisando os resultados obtidos de acordo com a metodologia proposta. São apresentadas as conclusões obtidas a partir dos trabalhos realizados, bem como recomendações para trabalhos futuros.

Capítulo 2

Estabilidade das Escavações Subterrâneas em Maciços Estratificados

Existe uma ampla gama de tipos de suportes ou mecanismos de sustentação em escavações subterrâneas de minas de carvão. A seleção do suporte é influenciada por vários fatores, tais como: a vida útil e durabilidade da abertura, estado de tensões no maciço rochoso, grau de estabilidade requerido e também o custo de instalação. As galerias das minas de carvão geralmente são caracterizadas pela associação de rochas de pouca resistência suscetíveis a deformações consideráveis sob tensões moderadas e, em alguns casos, a situação agrava-se quando estas são afetadas pela água.

Essa seção da dissertação aborda o assunto referente às causas e condições em que ocorrem as rupturas de teto. Igualmente, são apresentados os tipos de parafusos ou chumbadores usualmente empregados em minas subterrâneas de carvão e os mecanismos de sustentação disponíveis para evitar o colapso do teto das galerias.

2.1 Origem e Condições para Ruptura de Teto

O teto das minas de carvão é caracterizado por uma série de rochas horizontalmente estratificadas, juntas, falhas e outros planos de fraqueza. O

maciço rochoso diretamente sobreposto à camada de carvão constitui o chamado teto imediato. O teto imediato consiste em uma seqüência de finas lâminas de folhelho, siltito, arenito e carvão as quais variam em espessura e em extensão lateral, podendo não estar presente necessariamente em todas as áreas da bacia sedimentar (Lang et al., 1979). Essa seção da dissertação inclui uma revisão das origens, condições e classificação dos caimentos de teto indicados na literatura, com o propósito de fornecer mais informação sobre a mecânica do comportamento do teto imediato das minas de carvão.

As escavações subterrâneas, quando realizadas, causam alívio e redistribuição das tensões na rocha no contorno da abertura escavada. Quando a escavação feita não é devidamente suportada e, a rocha imediatamente adjacente à abertura é incompetente, ela é incapaz de resistir ao aumento da tensão. De acordo com Unal (1983), o comportamento do teto das minas de carvão não escoradas, acompanhando a distribuição dessas tensões, são governados pelos seguintes fatores:

- **Propriedades do maciço rochoso:** as propriedades do maciço rochoso dependem das propriedades mecânicas da rocha intacta e das discontinuidades geológicas do maciço. A importância das discontinuidades no comportamento do teto depende do tamanho, forma e orientação das aberturas, bem como, do tipo, natureza e propriedades desses planos de fraquezas.

- **Condições ambientais:** um dos principais parâmetros que afetam o comportamento do teto é o estado de tensões *in situ*. As tensões virgens no maciço rochoso antes de realizar qualquer escavação, a sua relação com o campo de tensões resultante das aberturas subterrâneas e as componentes verticais e horizontais das tensões *in situ*, têm um papel importante na estabilidade do teto. Da mesma forma, a quantidade de água subterrânea, temperatura ambiente e umidade, têm efeito considerável no comportamento do teto em minas de carvão.

- **Geometria da escavação:** a mineração do carvão, na sua maioria, é desenvolvida pelo método câmaras e pilares, o qual implica em várias câmaras e galerias que se cruzam com ângulos de aproximadamente 90°. O carvão remanescente dos pilares pode ou não ser recuperado. Em função do ambiente de formação, as bacias carboníferas sul brasileiras são formadas por estratos sedimentares horizontalmente estratificados. Por esse motivo, a forma das aberturas subterrâneas, em geral, é retangular sendo a largura maior que a altura da galeria.

• **Métodos de lavra e métodos de escavação:** existem três métodos de lavra usualmente utilizados em minas subterrâneas de carvão: câmaras e pilares (*room-and-pillars*), *longwall* e *shortwall* (Koppe & Costa, 2002). Para o método câmaras e pilares, a extração do carvão pode ser feita por meio de corte mecânico, utilizando-se mineradores contínuos, o qual mantém intactos os limites da abertura escavada. Outro procedimento empregado é o desmonte com explosivos, que por sua vez influencia decisivamente a estabilidade do teto imediato e também danifica a borda dos pilares.

Segundo Caudle (1974), a origem dos caimentos de teto está condicionada à deformação das rochas devido à tensão de tração, causando a delaminação do teto imediato e conseqüentemente a ruptura do teto por cisalhamento. Da mesma forma, Morgan (1974) diz que as causas que condicionam os caimentos de teto estão regidas por ruptura à tração e ao cisalhamento. As rupturas causadas por tração apresentam as seguintes características:

- Baixa razão entre a tensão horizontal e vertical;
- Presença de teto laminado ou finamente estratificado;
- Largura das galerias muito extensa;
- Fraturas no teto e/ou no carvão;
- Baixo módulo de Young das rochas do teto e do suporte utilizado.

Condições que causam ruptura do teto por cisalhamento:

- Teto imediato com baixa resistência ao cisalhamento, na maioria das vezes causada pela presença de laminação, juntas e outras características geológicas;
- Grande profundidade de cobertura;
- Tensão horizontal significativamente alta;
- Largura das galerias muito extensa;
- Tipo de suporte utilizado;
- Presença de rocha menos resistente acima do teto imediato.

Peng (1998) relata que a estabilidade dos estratos do teto não depende apenas do tipo de rocha, mas também da espessura da camada. Estratos espessos flexionam menos que estratos finos. Dessa forma, uma camada fina de arenito pode ser menos resistente que uma espessa camada de folhelho. Portanto, as piores

condições normalmente são encontradas quando o teto consiste de estratos finamente estratificados, intercalados por camadas ou lâminas de diferentes rochas.

Uma técnica utilizada é a classificação de ruptura de teto para identificar os mecanismos relacionados aos caimentos. Para tanto, vários métodos sobre classificação de caimento de teto em minas de carvão tem sido propostos: Connolly (1970), Wier (1970), Shepherd & Fisher (1978), Patrick & Aughenbaugh (1979). A Figura 2.1 mostra os tipos de abatimento de teto por Wier (1970).

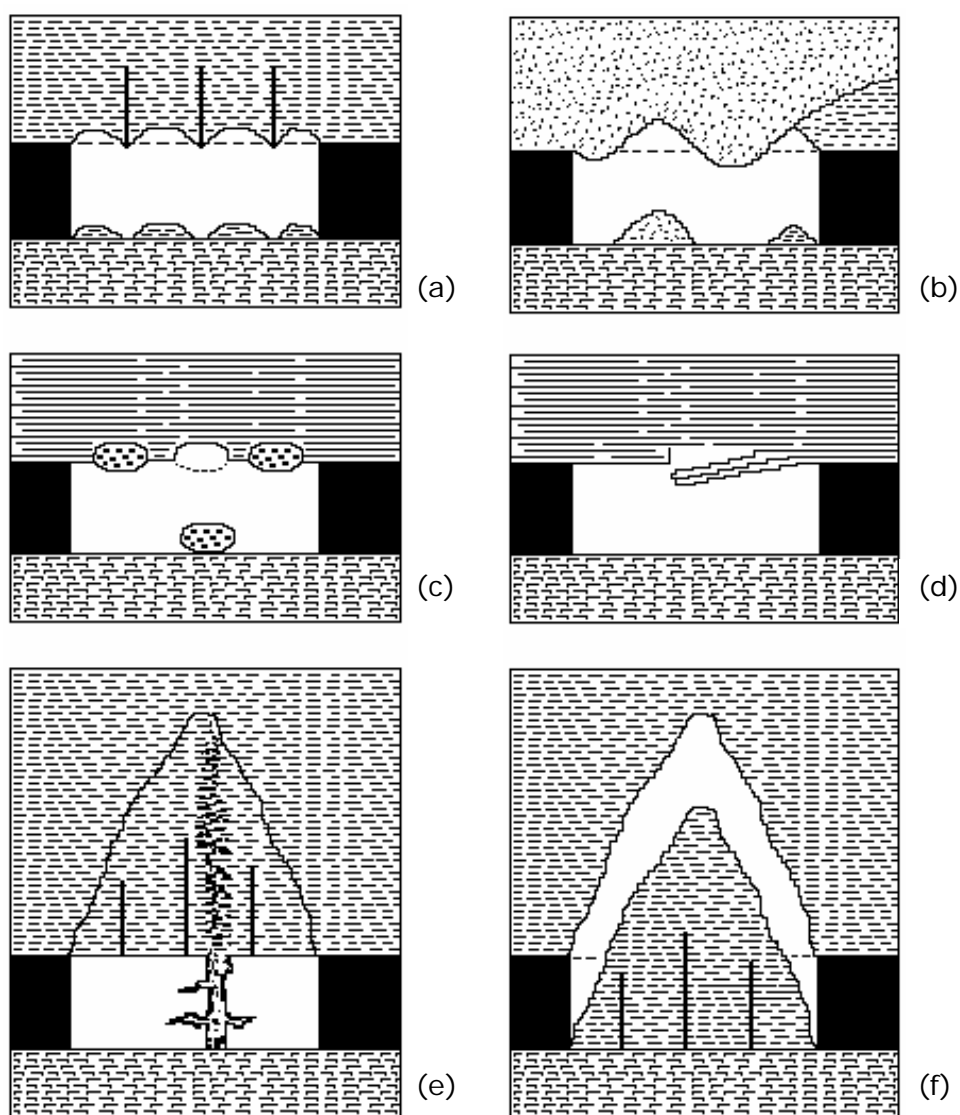


Figura 2.1. Classificação de caimento de teto (Wier, 1970): (a) caimento de blocos (b) caimento lenticular, (c) caimento de concreções, (d) caimento de lajes, (e) caimento por compressão da argila, (f) caimento de todo o teto.

De acordo com a teoria da elasticidade (Peng, 1986), numa escavação com seção retangular, a tensão de tração horizontal máxima no teto ocorre na parte central da abertura, ou seja, no meio da galeria. Já a tensão máxima de cisalhamento ocorre na intersecção do teto com a parede da galeria, no caso de minas subterrâneas de carvão na linha teto-pilar. A ruptura de teto por concentração de tensões de cisalhamento, comumente chamado de *cutter roof* (Peng, 1986 e 1996), envolve o maciço rochoso do teto. O maciço é delimitado pelas extremidades laterais da galeria por planos de cisalhamento paralelos a linha de intersecção teto-pilar, estendendo-se quase que verticalmente para o interior do estrato rochoso (Figura 2.2).

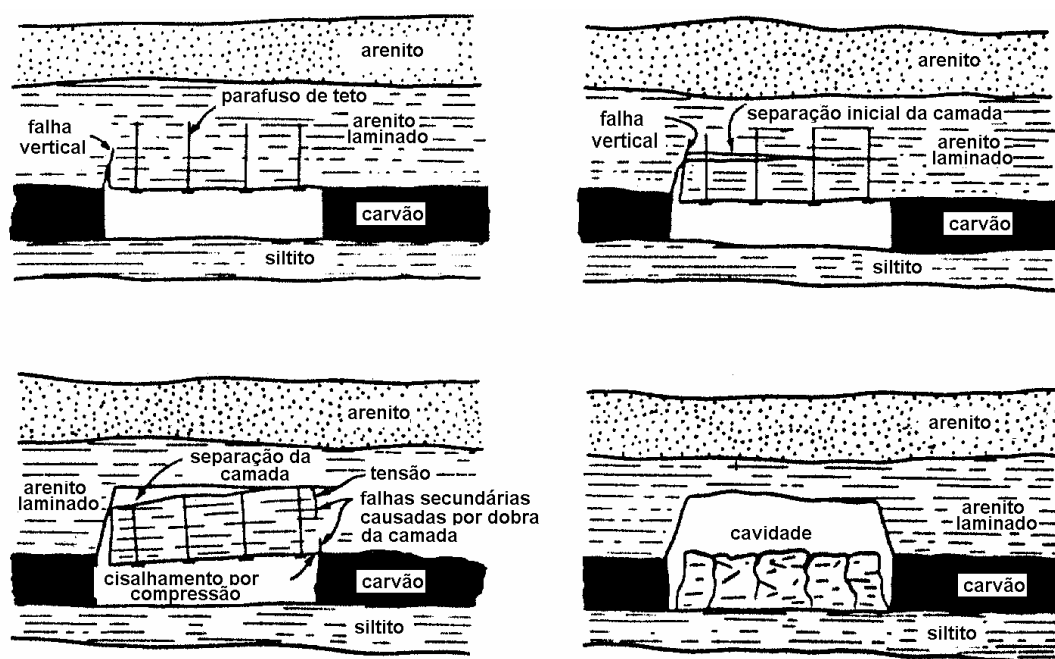


Figura 2.2. Fases do *cutter roof* (Peng, 1986).

Quando o *cutter roof* se estende a uma altura superior ao horizonte de ancoragem dos parafusos e/ou, rompe-se ao longo de um plano de fraqueza, toda porção do maciço do teto afetada entrará em colapso. Portanto, segundo Peng (1986), o *cutter roof* ocorre quando a tensão de cisalhamento sobre o maciço rochoso naquele ponto é maior que a sua resistência ao cisalhamento. Esse fenômeno usualmente ocorre próximo às frentes de trabalho e a sua localização pode variar, ocorrendo nas extremidades direita ou esquerda da galeria ou até mesmo no centro da mesma. Para entender melhor os mecanismos intrínsecos aos caimentos por *cutter roof*, Peng (1986) dividiu em seis categorias as causas desse problema em minas subterrâneas de carvão:

- Efeito da tensão vertical;
- Efeito da tensão horizontal;
- Efeito da rigidez relativa entre o carvão e o teto imediato;
- Efeito do relevo topográfico;
- Efeito da deformação das camadas e pressão dos gases;
- Efeito das anomalias geológicas.

Existem muitos métodos que podem ser empregados para controlar o *cutter roof* nas minas subterrâneas de carvão. Operações mineiras como alterações da geometria e orientação das galerias, da geometria dos pilares e do padrão de suporte do teto são alternativas para minimizar a probabilidade de ruptura do teto. Entretanto, tais procedimentos requerem estudo e completo entendimento dos mecanismos inerentes ao *cutter roof*.

2.2 Tipos de Parafusos para Suporte de Teto

Os sistemas de sustentação de teto em mina subterrânea de carvão têm apresentado notáveis mudanças no seu desenvolvimento ao longo do tempo. A primeira metade do século vinte foi dominada por escoramentos de madeiras como o principal meio para manter estáveis as vias em minas subterrâneas de carvão. A aplicação de hastes de aço em minas subterrâneas resultou em um notável melhoramento nos padrões de suporte, tanto prático como em melhoria da segurança. Apesar da ampla utilização, o mecanismo real da atuação dos parafusos de aço na sustentação do teto imediato em minas subterrâneas de carvão ainda gera discussões a respeito dos critérios utilizados na escolha do melhor padrão. A prática comum em projetos de suporte de teto com chumbadores é, portanto, baseado em algumas regras empíricas.

Para Peng (1986), existem dois tipos principais de chumbadores comumente usados em minas subterrâneas de carvão, os parafusos de ancoragem pontual ou protendidos os quais apresentam uma ancoragem ativa e, os parafusos de coluna total (resinados) ou não tensos que são considerados

passivos. Os parafusos ancorados pontualmente, também conhecidos como parafusos ou chumbadores mecânicos são ancorados no fundo do furo por uma das extremidades da barra de aço por meio de um dispositivo mecânico (coquilha de expansão ou chumbador com fenda e cunha) ou com injeção pontual de material adesivo (resina).

2.2.1 Parafusos de Ancoragem Pontual

Embora existam vários tipos de chumbadores mecânicos, todos eles geralmente consistem nos seguintes elementos (Lang et al., 1979): uma barra de aço sólida, um dispositivo de ancoragem na extremidade superior, e um dispositivo de para aplicar a tensão na parte inferior da haste. A Figura 2.3 mostra um desenho esquemático de três formas básicas de ancoragem pontual.

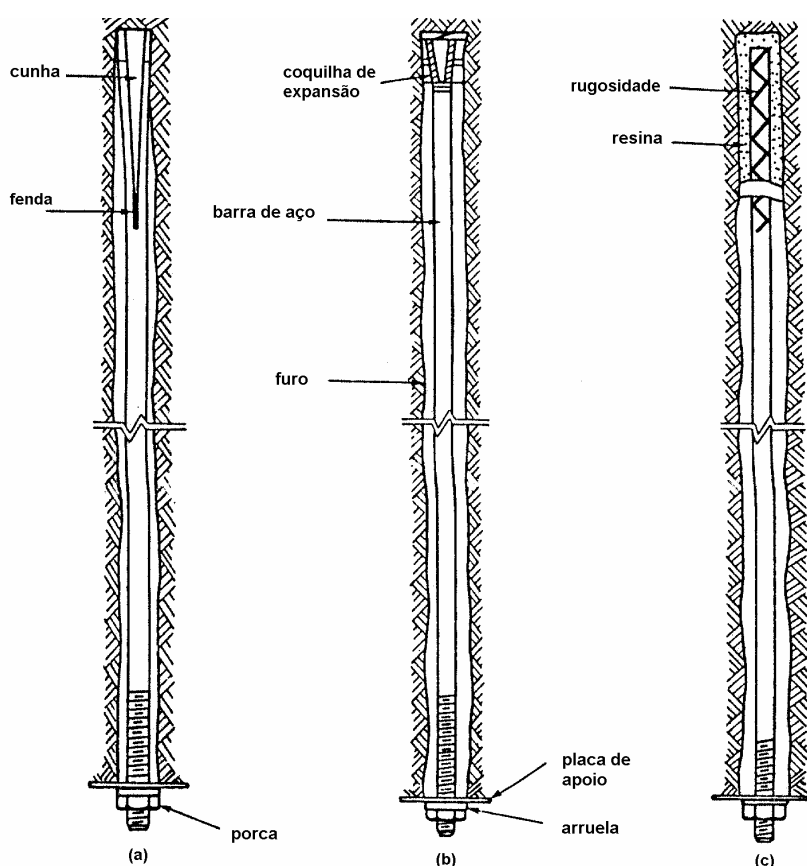


Figura 2.3. Tipos de parafusos com ancoragem pontual: (a) parafuso de cunha, (b) parafuso com coquilha de expansão (c) parafuso ancorado com resina (modificado de Lang et al., 1979).

O parafuso de cunha consiste em inserir uma cunha de aço na fenda pré-fabricada no topo da haste, expandindo a abertura da fenda à medida que a cunha entra, quando esta reage contra o fundo do furo. A concentração de tensões entre a parte do parafuso expandida e a parede do furo devido à pequena superfície de contato, gera um tritramento local da rocha podendo acarretar o escorregamento do parafuso. Por esta razão, os parafusos com cunha de expansão fornecem uma excelente ancoragem apenas em rochas duras e resistentes (Peng, 1986; Brady & Brown, 1993).

Uma evolução da ancoragem pontual foi o parafuso com coquilha de expansão. Tal ancoragem consiste em aplicar um torque na cabeça inferior do parafuso, puxando a cunha para baixo como uma rolha para dentro da coquilha. Dessa forma as partes móveis dentadas da coquilha expandem e fixam-se contra a parede do furo. Para esse tipo de ancoragem, o diâmetro do furo deve ser cuidadosamente controlado, podendo apresentar uma fixação deficiente do parafuso quando o tamanho do furo for desproporcional (Peng, 1986; Brady & Brown, 1993).

Existe um expressivo número de modelos de chumbadores mecânicos de expansão, apresentando variações como comprimento e tipo de serrilhado da coquilha, ângulo da cunha e número de partes móveis que formam a coquilha. Peng (1986 e 1998), classifica os parafusos de coquilha de expansão em dois tipos: padrão e tipo *bail*. A ancoragem com coquilhas do tipo padrão age na parede do furo apenas em um ponto de contato, atuando melhor em rochas duras. Por outro lado, a interface de contato das coquilhas do tipo *bail* com a parede do furo ocorre ao longo de sua extensão (menor concentração de tensões), apresentando bom desempenho em rochas fracas.

A ancoragem pontual com resina é resultado do atrito entre a resina, o parafuso e a parede do furo. Nesse caso, a resina faz o papel da cunha e coquilha de expansão, e ao contrário destes, a haste utilizada na ancoragem com resina possui saliências ao longo do comprimento para aumentar a rugosidade. Os parafusos com resina oferecem algumas vantagens como o aumento da capacidade de ancoragem e apresentam uma flexibilidade maior para ajustar o comprimento de resina de acordo com o tipo de rocha (Peng, 1986). A Figura 2.4 mostra as etapas de instalação de parafusos com resina ancorados pontualmente.

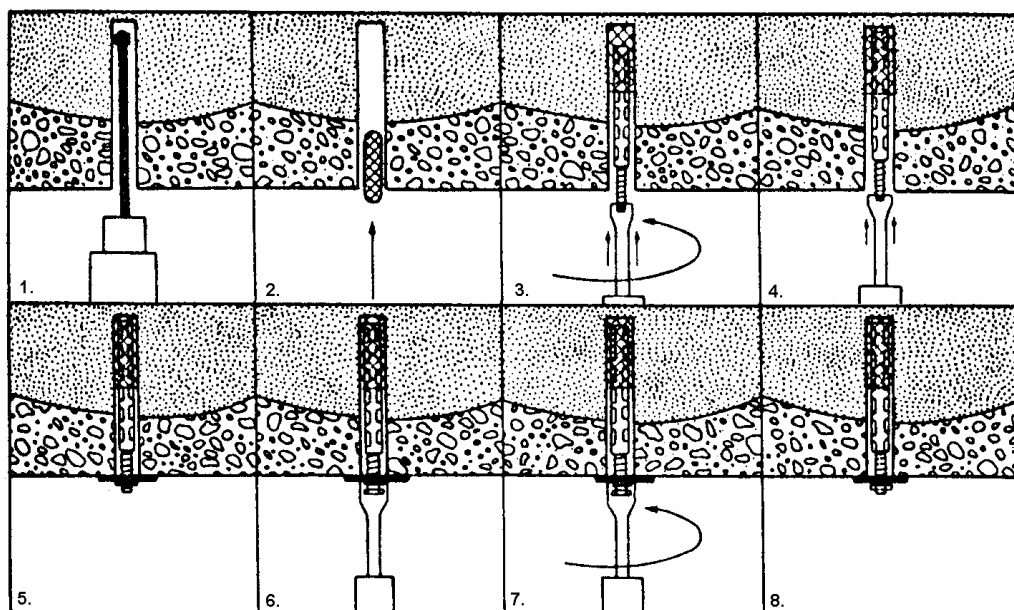


Figura 2.4. Procedimento para ancoragem pontual com resina: (1) furação, (2) acomodação da resina, (3) mistura da resina (15 – 20 s), (4) cura da resina (20 – 40 s), (5) instalação da placa, (6) aperto do parafuso, (7) aplicação do torque requerido, (8) instalação concluída (Karabin & Hoch, 1979).

Vários acessórios acompanham os parafusos de teto incluindo chapas metálicas de apoio, arruelas, blocos de madeira, cintas metálicas e tela de arame. Esses elementos são inseridos entre a extremidade inferior do parafuso e a superfície do teto, auxiliando dessa forma na sustentação do maciço.

Nos parafusos mecânicos, qualquer flexão diferencial da camada, estende o parafuso introduzindo nele uma tensão de tração e uma força compressiva na rocha contrária a direção de movimento (Unal, 1983). Durante a instalação dos parafusos o torque aplicado na extremidade inferior da haste, gera uma tensão entre o ponto de ancoragem no topo do furo e a placa metálica (ou madeira) de apoio colocada contra o teto. Dessa forma, o propósito da protensão é reforçar o maciço rochoso em torno do parafuso evitando o movimento das camadas (Unal, 1983; Peng, 1998). Conforme Peng (1986), um grande torque induz a uma alta tensão no parafuso, o qual gera um excelente efeito de aperto das camadas. Portanto, os torques recomendados devem estar entre 14 e 35 kgf.m, ou 453,60 Kg (1000 lbs) acima ou abaixo dos 50% da carga de escoamento do parafuso ou da capacidade de ancoragem, o que for menor.

2.2.2 Parafusos de Coluna Total

Os parafusos de coluna total, ou seja, aqueles preenchidos com material adesivo ao longo do comprimento da haste, foram inicialmente empregados em áreas com condições adversas ou quando os chumbadores mecânicos eram considerados insatisfatórios. Segundo Peng (1986), existem três métodos de instalação para esse sistema de ancoragem: protendido, pós-tendido e frouxo. Entre os citados, os mais utilizados são os frouxos ou não tensos, tornando a instalação simples, dispensando tempo e esforço para o tensionamento. Teoricamente a ancoragem de coluna total fornece resistência suficiente no reforço do teto, não necessitando a aplicação de cargas extras no parafuso.

Os parafusos de coluna total consistem em uma haste de aço rugosa, uma placa de apoio e material colante (resina ou cimento). A rugosidade da haste tem a função de proporcionar uma melhor mistura entre a resina e o catalisador durante a instalação e aumentar o atrito na interface entre o parafuso e a resina. A chapa de apoio tem exatamente o mesmo propósito que para os chumbadores mecânicos, e é usada para cobrir uma maior área entre os parafusos.

O produto colante consiste de resina adesiva ou cimento, podendo ser encartuchado ou por meio de polpa injetável no furo. A utilização do cimento como material aderente é o método antigo no enchimento do furo para ancoragem. Embora esse sistema melhore a ancoragem para estratos rochosos fracos, desvantagens relacionadas às características de contração do cimento e o longo tempo de instalação têm limitado o uso a obras em engenharia civil ou em minas subterrâneas cujas situações não requerem rapidez na instalação do suporte.

No caso de chumbadores resinados, as maiores vantagens resumem-se na sua vasta utilização para os diferentes tipos litológicos e um tempo muito menor na cura da resina. Nomeado erroneamente de resina, em geral, os cartuchos são composto por um conjunto de elementos como poliésteres (resina), enchimento inerte (pó de rocha), acelerador e catalisador. As diferentes porcentagens desses componentes na fabricação da "resina" resultam em diferentes resistências, tempo de cura e custo de produção. O enchimento é utilizado para reduzir a contração da resina durante a cura e para reduzir a sua quantidade na confecção do adesivo. O acelerador é empregado para auxiliar a reação entre o catalisador e a resina tornando mais rápida a cura da mistura. Para evitar o contato da

resina, do enchimento e do acelerador com o catalisador antes do uso, o último é acondicionado separadamente dentro da embalagem. As dimensões dos cartuchos de resina (comprimento e diâmetro) são flexíveis para qualquer circunstância em projetos de suporte de teto. O tempo de cura da resina durante a instalação do parafuso de coluna total é inferior a um minuto e a capacidade máxima de ancoragem é alcançada em menos de cinco minutos. Peng (1986) apresenta alguns desses valores conforme relacionado abaixo:

- Resistência à compressão = 80 – 110 MPa;
- Resistência à tração = 17 – 22 MPa;
- Resistência ao cisalhamento = 35 – 55 Mpa.

Dependendo do processo de fabricação, muitas vezes a resina é mais resistente e rígida que a litologia circundante. Conseqüentemente, um parafuso de coluna total instalado não reforça os estratos adjacentes até o momento em que eles iniciam o movimento contra o suporte. Por esse motivo, os parafusos de coluna total não são tracionados na instalação, sendo considerados um sistema passivo (Peng, 1998).

2.2.3 Outros Tipos de Chumbadores

A ancoragem por fricção ou *split-set* consiste em forçar a entrada de um parafuso vazado e aberto com diâmetro superior ao diâmetro do furo em que ele será inserido. A reação da haste comprimida no interior do furo cria uma força radial contra a rocha e gera uma resistência de atrito, impedindo o deslizamento do parafuso (Brady & Brown, 1993). A instalação é simples e rápida, contudo ocorrem falhas durante a instalação do *split-set* quando o diâmetro do furo for muito grande ou muito pequeno em relação ao diâmetro do parafuso. O *swellex* é um tipo de chumbador que também atua por atrito. Esse tipo de parafuso de teto é caracterizado pelo seu poder de sustentação variável, influenciado pelo tipo de rocha e pela técnica de instalação. O *swellex* é composto por um tubo dobrado que por injeção de água sob pressão (20 MPa) se deforma e preenche o espaço dentro do furo (Brady & Brown, 1993).

Outro tipo de suporte de teto empregado é com cabos de aço, que conforme Peng (1998), são mais fortes que as barras de aço lisas ou rugosas

usadas em chumbadores mecânicos e resinados. Outra vantagem dos cabos de aço diz respeito a sua flexibilidade, ao qual ajusta-se aos grandes movimentos do teto e são de fácil manuseio. Essas características são apropriadas unicamente para condições de teto que exijam comprimentos de parafusos maiores que a altura da galeria. Os cabos de aço, independente do tipo ou tamanho, podem ser instalados com resina pontual ou coluna total.

2.3 Mecanismos Utilizados para Sustentação do Teto

Quando uma escavação subterrânea é realizada, o maciço rochoso em torno da abertura tende a deformar durante o processo de redistribuição das tensões. Nessa situação, há um acúmulo de tensões contra os dispositivos de sustentação instalados no teto, estendendo-se até que ocorra o equilíbrio entre a tensão do maciço e a tensão do suporte (Unal, 1983).

Segundo Obert & Duvall (1967), a principal função dos parafusos de teto é reforçar e suportar blocos de rochas parcialmente soltos, estratos finamente laminados ou rochas incompetentes sujeitas à queda sob a ação da gravidade, mantendo dessa forma a estabilidade da abertura escavada. Para Woodruff (1966) e Windsor & Thompson *in* Hudson (1993), a sustentação ou reforço do teto com parafusos modifica a resistência interna e as características de deformação do maciço rochoso. Dessa forma, o suporte de teto procura prevenir a formação e propagação de novas descontinuidades ou reage aos deslocamentos que podem ocorrer com as descontinuidades pré-existentes. Para Peng (1998), quando um estrato rochoso ou viga deforma, todos os pontos movem-se não apenas verticalmente, mas também horizontalmente em direção ao centro da galeria ou seu simétrico, exceto o ponto central o qual move-se apenas na vertical. Portanto, para prevenir a flexão e arqueamento das camadas é necessário evitar o movimento lateral ou vertical do maciço, ou ambos.

A função dos parafusos em produzir essa ação estabilizadora é alcançada devido ao efeito de suspensão, por efeito viga (atrito) ou pela combinação dos dois mecanismos (Obert & Duvall, 1967). Numa escavação

subterrânea, uma camada fraca pode ser suspensa por parafusos ancorados em uma rocha mais competente, enquanto vários estratos finamente estratificados podem ser agrupados e atirantados em uma única unidade formando uma viga (Obert & Duvall, 1967; Unal, 1983; Peng, 1978 e 1986).

2.3.1 Suporte de Teto por Suspensão

Conforme Obert & Duvall (1967) e Unal (1983), o princípio da suspensão assume que os parafusos de teto estão espaçados de maneira que a sua capacidade de carga seja igual ao peso morto das camadas que tendem a cair. Para um dado espaçamento entre parafusos e para uma determinada espessura de rocha, a carga suportada pelo parafuso, $W_b(t)$, é dada pela seguinte equação (Obert & Duvall, 1967):

$$W_b = \frac{\gamma t B L}{(n_1 + 1)(n_2 + 1)} \quad (2.1)$$

onde:

γ é o peso específico da rocha (t/m^3);

t é a espessura da camada a ser sustentada (m);

B é a largura da galeria (m);

L é o comprimento da galeria (m);

n_1 é o número de linhas de parafusos em L ;

n_2 é o número de parafusos por linha.

O desenho representado na Figura 2.5a refere-se há uma situação em que toda a camada solta está sendo completamente suspensa pelo parafuso. Entretanto, em situações reais uma parcela do peso do estrato rochoso é suportada pelos pontos de apoio (pilares) em ambos os lados da galeria (Figura 2.5b). Por esta razão, a Equação 2.1 representa a melhor situação, ou seja, ela estima a carga de suspensão mínima para cada parafuso.

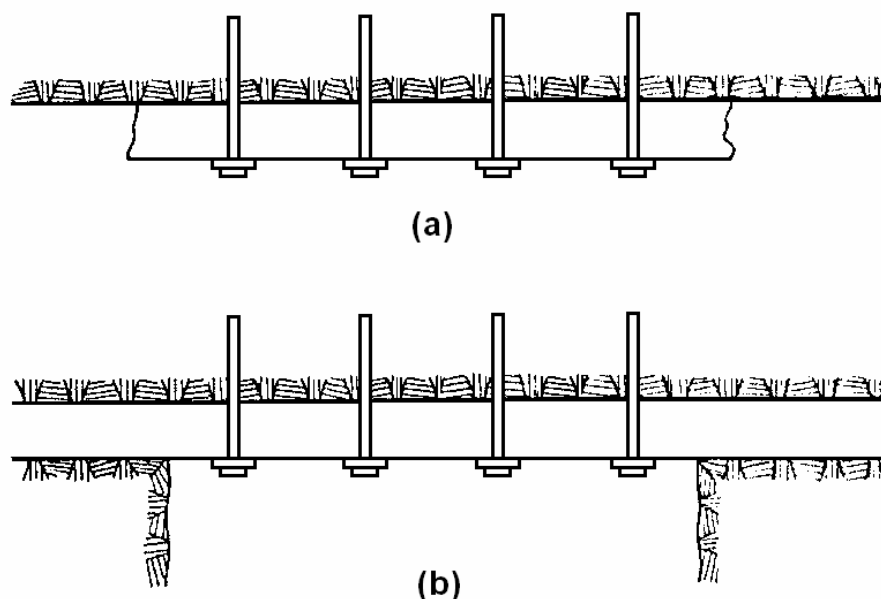


Figura 2.5. Teto imediato suspenso por parafusos: (a) extremidades livres; (b) extremidades fixas.

O mecanismo de suspensão atua em situações em que o teto imediato é formado por camadas fracas, e que o mesmo possa ser pendurado por parafusos no teto principal. Segundo Peng (1998), algumas condições devem ser observadas para uma efetiva suspensão do maciço adjacente à escavação. Primeiramente, deve existir no local uma camada de considerável competência acima do teto imediato a ser sustentado. Da mesma forma, a espessura da camada fraca ou dos blocos soltos não podem ser muito espessas, ou seja, a camada forte não pode estar muito além da linha do teto.

2.3.2 Reforço de Teto por Atrito (Efeito Viga)

Quando o teto imediato é finamente estratificado ou laminado de maneira que a combinação das espessuras é grande, comparado ao comprimento dos parafusos, o mecanismo de suporte por suspensão não é aplicável (Peng, 1986). O conceito básico do mecanismo de reforço por efeito viga ou fricção consiste em aumentar a resistência ao cisalhamento na interface dessas camadas. Portanto, os parafusos devem agrupar essas finas camadas em uma única e espessa estrutura, tornando o maciço mais resistente à deformação, (Unal, 1983; Peng,

1986). Nessa situação, os parafusos criam uma tensão principal normal de compressão na superfície livre da escavação, criando uma zona na qual a rocha atua como uma membrana estrutural capaz de promover sua própria sustentação (Lang & Bischoff, 1981; Unal, 1983). Conseqüentemente, a aplicação desse mecanismo de reforço de teto requer o conhecimento da espessura ótima na composição de uma estrutura estável. No caso do emprego de chumbadores mecânicos deve-se conhecer a tensão necessária a ser aplicada durante a instalação do parafuso para ativar o efeito viga no maciço. A Figura 2.6 mostra um desenho esquemático do reforço de teto por efeito viga.

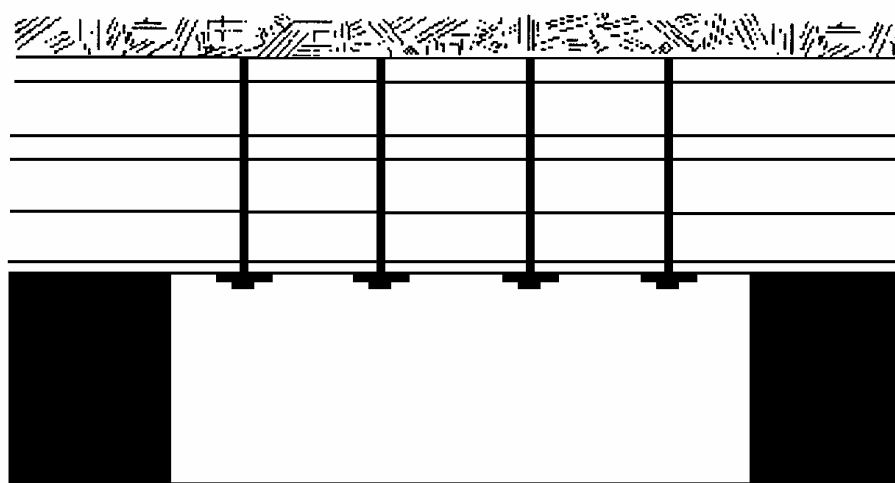


Figura 2.6. Reforço de teto por efeito viga.

A utilização de suportes complementares é sugerida para condições em que o maciço não apresente capacidade de manter a estabilidade das aberturas subterrâneas apenas com parafusos. Isso ocorre quando as rochas que formam o teto são extremamente fracas (baixa resistência à compressão ou intensamente fraturadas), e/ou quando as tensões sobre o maciço são elevadas (Mark et al., 2001). Para avaliar e planejar um padrão de suporte seguro e eficaz é necessário o conhecimento das propriedades do maciço rochoso. Para tanto, vários autores desenvolveram métodos para avaliar a qualidade dos maciços, aos quais tornaram-se ferramentas indispensáveis para qualquer projeto de engenharia que incluam escavações em rocha. Dessa forma, o Capítulo 3 visa apresentar alguns desses sistemas de classificação, dedicando maior ênfase na explanação e apresentação do sistema CMRR.

Capítulo 3

Classificação Geomecânica dos Maciços Rochosos

A classificação dos maciços rochosos forma a base das formulações empíricas no desenvolvimento de projetos em engenharia geotécnica, sendo largamente utilizada no mundo. A classificação geomecânica é a quantificação das características geológicas e geotécnicas do maciço rochoso. Os valores obtidos da classificação servem como parâmetros para o dimensionamento de taludes, fundações e escavações subterrâneas, bem como, no dimensionamento de suportes e reforços para estabilização do maciço rochoso.

Os primeiros estudos relacionados à classificação geomecânica foram realizados por Terzaghi (1946), sendo utilizada durante vários anos. Desde então, vários métodos foram propostos, objetivando diferentes aplicações de escavações em rocha, como túneis, taludes, fundações, minerações, etc.

Atualmente, três classificações geomecânicas são mais utilizadas e adaptadas para diferentes projetos de engenharia: RQD de Deere (1963), classificação RMR de Bieniawski (1973) e o Sistema Q de Barton et al. (1974). Os dois últimos utilizam o RQD como parâmetro para o cálculo de seus índices de qualidade do maciço. Além dessas três classificações, o U.S. Bureau of Mines apresenta uma classificação exclusiva para teto em mineração subterrânea de carvão, chamada de CMRR (*Coal Mass Roof Rating*) (Molinda & Mark, 1994). O presente capítulo tem como objetivo apresentar esses métodos de classificação, atribuindo maior ênfase para a classificação CMRR por proporcionar aplicação direta em projetos de suporte de teto.

3.1 Rock Quality Designation (RQD)

O índice RQD (*Rock Quality Designation*) foi apresentado cerca de 30 anos atrás como um índice de qualidade da rocha em um tempo que apenas as informações dos geólogos sobre a qualidade da rocha era disponível, por meio da recuperação da sondagem (Deere & Deere, 1988). O RQD é uma metodologia simples de classificação que leva em consideração a qualidade da rocha avaliada em testemunhos de sondagem.

Esse método de classificação é uma modificação da porcentagem de recuperação da sondagem que considera apenas pedaços de testemunho maiores que 100 milímetros (Figura 3.1). A soma do comprimento desses fragmentos, dividida pelo comprimento total da sondagem determina o índice RQD. Testemunhos formados por rochas alteradas, as quais não apresentam as mesmas feições geológicas da rocha analisada, devem ser desconsiderados, mesmo que tenham comprimento maior que 100 milímetros.

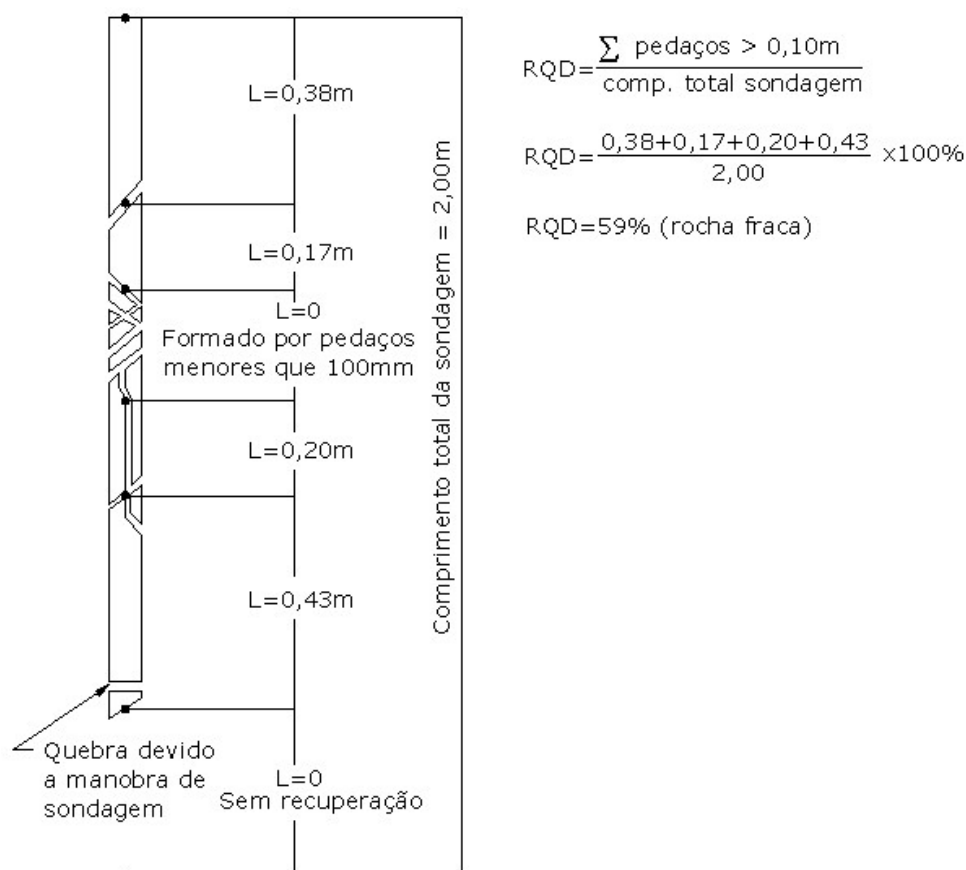


Figura 3.1. Procedimento de medida e cálculo do RQD (Bieniawski, 1989).

Quando o testemunho de sondagem não está disponível ou não existe, o RQD pode ser estimado por fórmulas empíricas. Palmstrom (1982) sugeriu uma correlação entre a intensidade de fraturas ou número de fraturas por metro cúbico e o RQD, conforme a Equação 3.1. Entretanto, para maciços rochosos com mais de 35 fraturas por unidade de volume, o RQD calculado pela fórmula de Palmstrom é inadequada, pois apresentará valores negativos.

$$\text{RQD} = 115 - 3,3J_v \quad (3.1)$$

onde J_v é a intensidade de fraturas.

Em determinadas circunstâncias a intensidade de fraturas (J_v) é muito difícil de ser estimada, principalmente quando as descontinuidades possuem persistência muito baixa ou não existe mapeamento geomecânico em direções diferentes. Dessa forma, Priest & Hudson (1976) mostram que a função de distribuição do espaçamento entre descontinuidades que melhor ajusta-se na maioria das medidas por meio de mapeamento geomecânico por linha de referência é a função exponencial negativa (Equação 3.2). Para o cálculo dos índices da classificação geomecânica RMR de Bieniawski, Zingano (2002) estimou, para carvões Sul-catarinenses, o valor do RQD baseando-se nas Equações 3.3 (distribuição normal do espaçamento entre as descontinuidades) e 3.4 (distribuição lognormal), para as medidas realizadas por meio de janela de amostragem *in-situ* ou por meio de múltiplas linhas de referência (*scanlines*), baseadas em fotos ou *in situ*.

$$\text{RQD} = 100(0,1\lambda + 1)e^{-\lambda} \quad (3.2)$$

$$\text{RQD} = 100 \frac{1}{2} \left(\frac{\lambda\sigma\sqrt{2}}{\sqrt{\pi}} e^{-\left(\frac{0,1-\mu}{\sigma\sqrt{2}}\right)^2} + 1 - \text{erf}\left(\frac{0,1-\mu}{\sigma\sqrt{2}}\right) \right) \quad (3.3)$$

$$RQD = 100 \frac{1}{2} \left(1 - \operatorname{erf} \left(\frac{\sigma}{2\sqrt{2}} + \frac{1}{\sigma\sqrt{2}} \ln(0,1\lambda) \right) \right) \quad (3.4)$$

onde:

λ é a frequência média de descontinuidades;

μ é o valor do espaçamento médio;

s é o desvio padrão da distribuição.

Apesar de ser uma técnica simples e barata de classificação, ela não é suficiente para determinar com precisão a qualidade da rocha, pois o RQD não leva em consideração parâmetros importantes como orientação e qualidade das descontinuidades presentes no maciço. Para a determinação do RQD, a Sociedade Internacional de Mecânica de Rochas (ISRM – *International Society of Rock Mechanics*) recomenda a execução de sondagens com diâmetro NX (54,7 mm) e com barrilete de corpo duplo.

3.2 Rock Mass Rating (RMR)

O sistema de classificação geomecânica RMR (*Rock Mass Rating*) foi desenvolvido por Bieniawski, entre os anos de 1972 e 1973 (Bieniawski, 1973 e 1989). Esse sistema vem sendo modificado e ajustado ao longo dos anos em função da sua aplicação nos mais diversos estudos de casos. Existem registrados centenas de estudos de casos aplicando o sistema RMR. Vários autores modificaram o sistema RMR conforme o tipo de aplicação e caso, como: Unal (1983) e Newman & Bieniawski (1986) para mineração de carvão; e Romana (1985) para estabilidade de taludes.

O sistema RMR utiliza seis parâmetros principais para classificar o maciço rochoso, que são:

- Resistência à compressão uniaxial da rocha;
- RQD (*Rock Quality Designation*);
- Espaçamento entre descontinuidades;

- Qualidade das descontinuidades;
- Presença de água no maciço rochoso;
- Orientação das descontinuidades em relação à direção da escavação.

Segundo Bieniawski (1989), para aplicar o RMR a rocha deve estar dividida em unidades que contenham características estruturais e geológicas semelhantes. No caso de jazidas de carvão, pode-se dividir o maciço conforme as litologias encontradas (siltito, arenito, carvão, etc). Embora o maciço rochoso seja descontínuo por natureza, deve-se tentar separar o maciço em regiões onde o espaçamento entre fraturas seja uniforme. O modelamento dessas descontinuidades ao longo de todo o maciço, determina as regiões com homogeneidade em termos de classificação geomecânica e densidade de fraturas. Os parâmetros necessários para a classificação geomecânica são coletados por meio de furos de sondagem e *scanlines* (Brady & Brown, 1985).

Após a determinação dos valores dos cinco primeiros parâmetros apresentados acima, os mesmos são somados para fornecer o valor básico de RMR. O sexto parâmetro analisado ajusta esse RMR preliminar em função da relação entre a orientação das descontinuidades e a orientação da escavação. Para cada tipo de obra, túnel, mineração, talude ou fundação, será atribuído um índice para o parâmetro em questão, podendo ser favorável ou não em relação à escavação analisada. Para taludes e fundações, devem ser consultadas as referências de Romana (1985) e de Bieniawski (1989), respectivamente. Para aplicação do RMR em minerações, vários autores propõem ajustes ao RMR básico em função do estado de tensões, profundidade, etc. (Laubscher, 1977; Kendorski et al., 1983). O procedimento adotado para esses ajustes está representado na Figura 3.2.

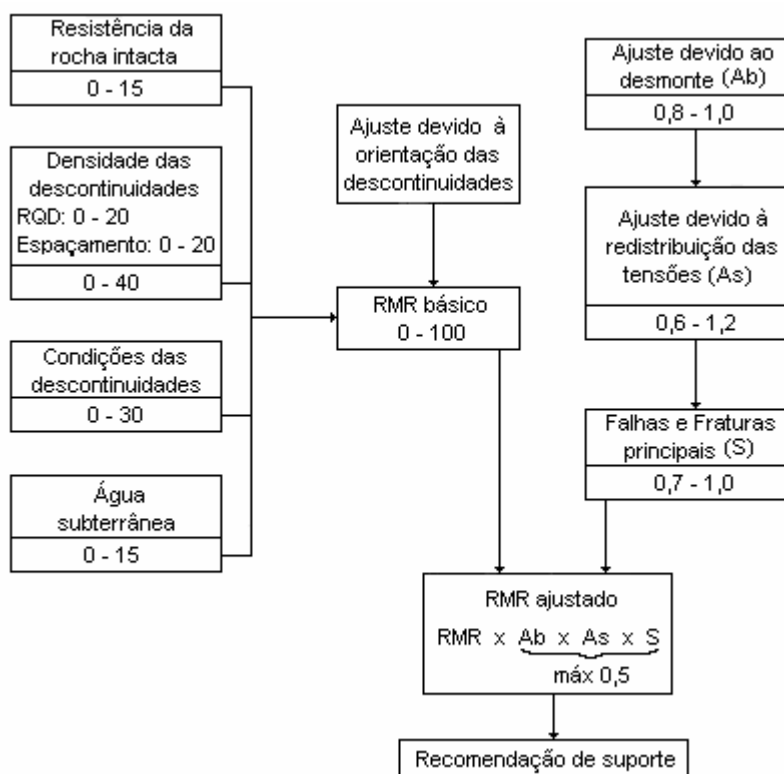


Figura 3.2. Ajuste do RMR para atividades de mineração (Bieniawski, 1989).

Após o ajuste do RMR em relação à orientação e conforme o tipo de escavação, a classificação da rocha é determinada conforme a Tabela 3.1, que classifica o maciço rochoso em cinco classes possíveis, sendo que o valor máximo de RMR é 100. O conceito de classificar o maciço rochoso, tendo o valor máximo igual a 100, tem a vantagem de informar ao engenheiro (ou geólogo) a qualidade da rocha e o seu potencial em termos de auto-sustentação e a necessidade de suporte e reforço. Além disso, pode ser utilizada para estimar parâmetros geomecânicos de coesão (c) e ângulo interno de fricção (F). A Figura 3.3 mostra o tempo de auto-sustentação de uma escavação subterrânea em função da classificação RMR e o vão (ou largura) da abertura.

Tabela 3.1. Classificação geomecânica RMR (Bieniawski, 1989).

Qualidade da Rocha	RMR
Rocha extremante fraca	< 20
Rocha fraca	21 – 40
Rocha média	41 – 60
Rocha competente	61 – 80
Rocha muito competente	81 – 100

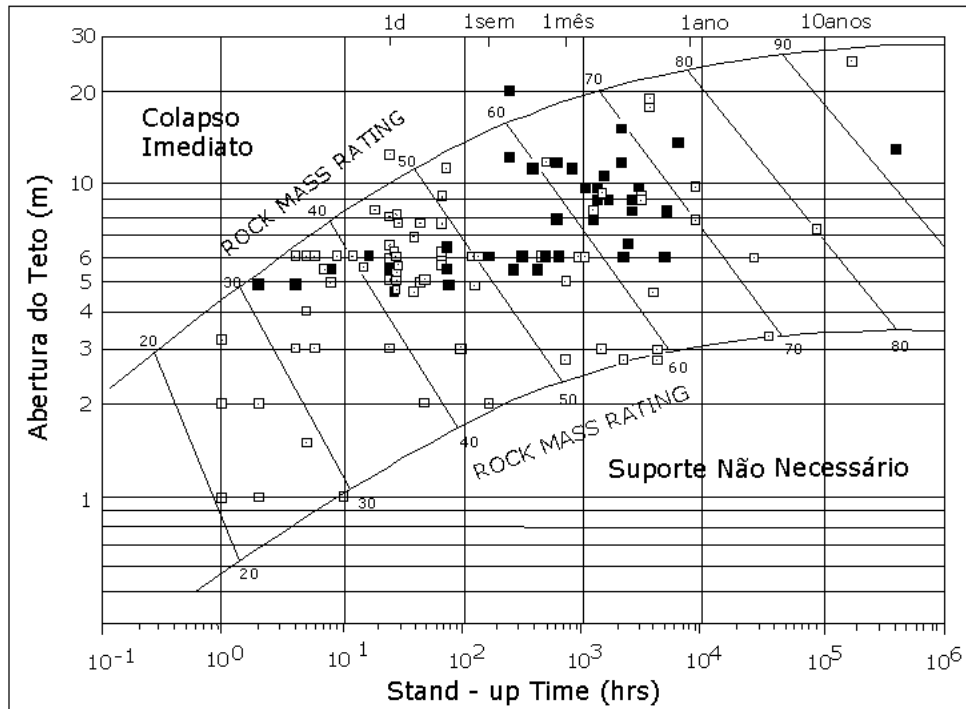


Figura 3.3. Gráfico para a determinação do tempo de auto-sustentação de uma galeria em função do seu vão e da classificação RMR (Bieniawski, 1989).

A classificação RMR tem sido aplicada em vários estudos de caso, dentro de problemas em mecânica de rochas, como estabilidade de taludes, fundações, etc. As principais aplicações estão em túneis (Bieniawski, 1984). Em mineração também existem inúmeras aplicações. Ghose & Raju (1981), Abad et al. (1983), Kendorski et al. (1983), Unal (1983), Laubscher (1984), Newman & Bieniawski (1986), Venkateswarlu (1986), Corrêa (2000) e Zingano (2002) utilizaram a classificação RMR em mineração para diferentes tipos de rochas. Em mineração de carvão especificamente pode-se referenciar Unal (1983), Newman & Bieniawski (1986) e Venkateswarlu (1986) onde esses autores preocuparam-se com a utilização da classificação RMR para estimar as condições do teto e planejamento do suporte. Unal (1983) utiliza a classificação RMR para determinar o carregamento do maciço sobre o suporte em mineração subterrânea de carvão (Equação 3.5), e para selecionar o padrão de suporte para túneis conforme especificado em Bieniawski (1989):

$$P = \frac{100 - \text{RMR}}{100} \gamma B \quad (3.5)$$

onde:

P é a carga sobre o suporte (kN);

γ é a densidade do maciço rochoso (kg/m^3);

B é a largura da galeria (m).

Unal (1983 e 1986) desenvolveu uma relação empírica para estimar a altura de carregamento sobre a galeria (h_t), conforme a Equação 3.6. Em função da altura e do carregamento, ele sugere que o comprimento do parafuso seja $1/2 h_t$. Baseado nas duas fórmulas, ele apresenta um diagrama para estimar as deformações do teto e estimar as características do suporte em minerações de carvão (Figura 3.4).

$$h_t = \frac{100 - \text{RMR}}{100} B \quad (3.6)$$

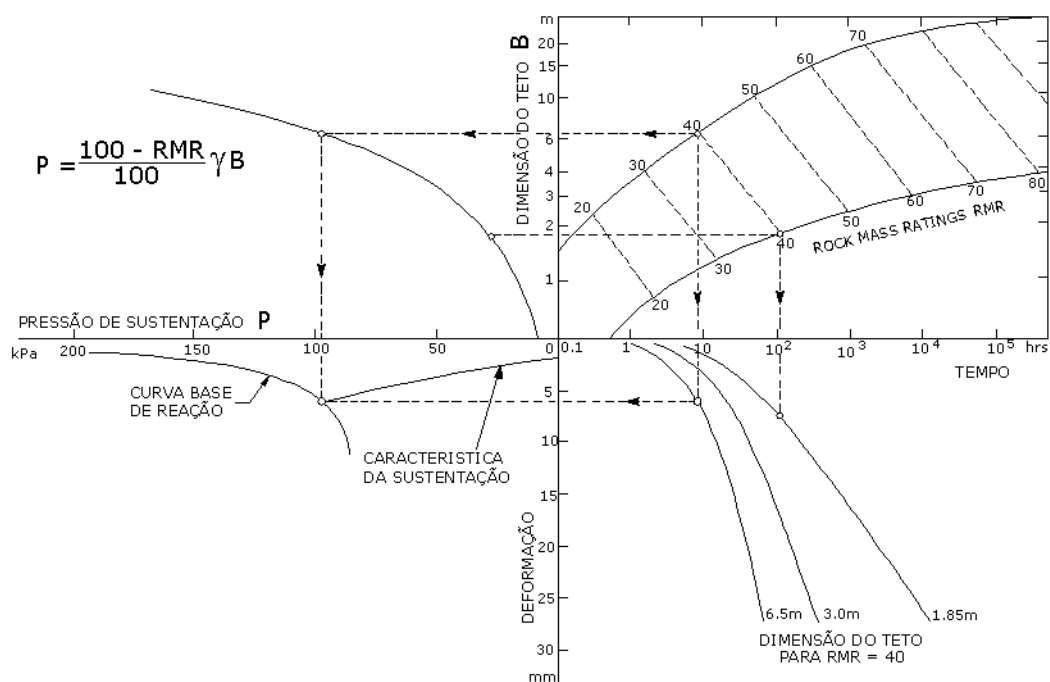


Figura 3.4. Diagrama para estimar as deformações do teto e as características do suporte em minerações de carvão (Unal, 1983).

3.3 Sistema-Q

O sistema-Q para classificação geomecânica foi desenvolvido por Barton et al. (1974) no *Norwegian Geotechnical Institute (NGI)*. Esse sistema foi baseado em análises de estudos práticos em 212 túneis na Escandinávia, sendo uma classificação quantitativa que facilita o dimensionamento de túneis e o reforço necessário para manter estável a escavação. Esse método também é conhecido como *Rock Tunneling Quality*.

O sistema Q é baseado em seis parâmetros, sendo que cada um deles contribui com um número, que formam o índice de qualidade da rocha. Esses fatores são organizados em uma fórmula que fornecerá o valor da qualidade da rocha (Equação 3.7). Os parâmetros são os seguintes:

- RQD;
- Número de famílias de juntas;
- Rugosidade da descontinuidade mais desfavorável;
- Grau de alteração ou preenchimento na descontinuidade mais fraca;
- Presença de água (fluxo de água);
- Estado de tensões.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \frac{J_r}{J_a} \frac{J_w}{SRF} \quad (3.7)$$

onde:

RQD é o rock quality designation;

J_n é o valor relacionado ao número de famílias de fraturas (descontinuidades);

J_r é o valor atribuído para a rugosidade da descontinuidade;

J_a é o valor atribuído para o grau de alteração da descontinuidade;

J_w é o valor de redução devido à presença de água;

SRF é o *stress reduction factor*, fator de redução devido ao estado de tensões.

O índice de qualidade da rocha medida pelo sistema Q varia, numa escala logarítmica entre 0.001 e 1000. Bieniawski (1989) apresenta os valores para cada um dos parâmetros que formam o sistema Q. Os parâmetros RQD e J_1 representam o aspecto estrutural do maciço rochoso, e seus valores são definidos em função do número de famílias de descontinuidades e da densidade de fraturamento. A orientação das descontinuidades não é considerada nesses parâmetros porque está implícita nos parâmetros J_r e J_a que são aplicados às descontinuidades mais desfavoráveis (Barton et al., 1974). As medidas de J_w e SRF referem-se ao fluxo de água no maciço e ao estado de tensões no maciço respectivamente. A razão entre os parâmetros J_w e SRF descreve as tensões ativas no maciço rochoso.

O sistema Q é relacionado ao tipo e qualidade do suporte em túneis por meio da dimensão equivalente da escavação. Essa dimensão equivalente, que é função do tamanho e do tipo de escavação, é obtida dividindo a largura ou altura da galeria e o índice chamado razão de escavação e suporte (ESR – *Excavation Support Ratio*), conforme mostra a Equação 3.8. O ESR (Tabela 3.2) está relacionado ao tipo de escavação, ou seja, à aplicação da abertura escavada (Bieniawski, 1989).

$$\text{Dimensão Equivalente} = \frac{\text{largura ou altura (m)}}{\text{ESR}} \quad (3.8)$$

Tabela 3.2. Relação entre a categoria de escavação e o valor do ESR.

Categoria da escavação	ESR
Abertura temporária em mineração.	3-5
Poços: Seção circular	2.5
Seção retangular	2.0
Abertura permanente em minerações, túneis para passagem de água em hidroelétricas, túnel piloto, galerias, entrada de grandes escavações.	1.6
Cavernas de estoque, plantas de tratamento de água, pequenos túneis rodoviários ou ferroviários, túnel de acesso.	1.3
Estações de energia, grandes túneis rodoviários ou ferroviários, intersecções, portais, abrigos de defesa.	1.0
Estação de energia nuclear subterrânea, estações de metrô, fábricas.	0.8

A relação entre o índice Q e a dimensão equivalente de uma escavação determina a quantidade e qualidade do suporte necessário para estabilização da abertura subterrânea. A Figura 3.5 apresenta um gráfico que determina (ou estima) a densidade de parafusos por metro quadrado e a espessura de concreto projetado em galerias para suporte permanente. Para suporte temporário o índice Q deve ser multiplicado por 5,0 ou o ESR multiplicado por 1,5.

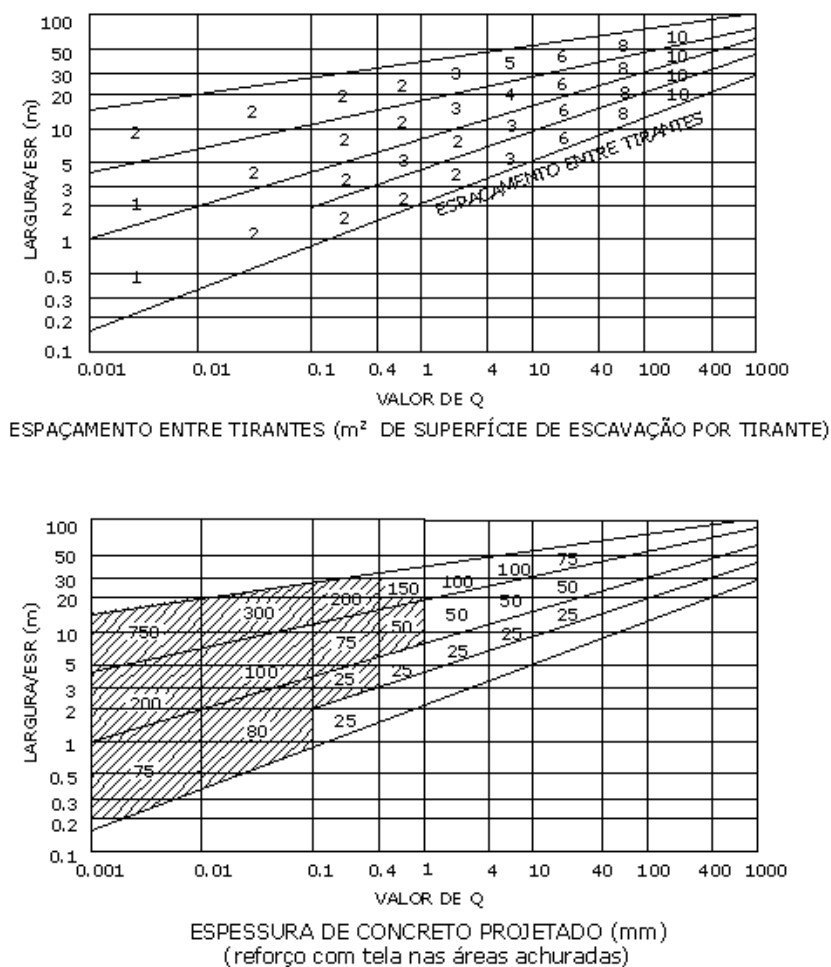


Figura 3.5. Estimativa de suporte necessário para a estabilização de galerias (Barton et al., 1974).

Barton também sugere uma fórmula para especificar o comprimento do parafuso (L) conforme a Equação 3.9, que é função da largura da galeria (B) e do ESR. A largura máxima de uma galeria sem escoramento (MUS – *maximum unsupported span*), também pode ser determinada em função do ESR, conforme a Equação 3.10.

$$L = \frac{2 + 0,15B}{ESR} \quad (3.9)$$

$$MUS = 2(ESR)Q^{0.4} \quad (3.10)$$

Barton et al. (1974) *in* Bieniawski (1989) sugerem uma relação entre o sistema Q e a pressão sobre suportes permanentes (P_{roof}), a qual pode ser estimada pelas Equações 3.11 e 3.12. A Equação 3.12 é empregada quando o número de famílias de juntas for maior que três.

$$P_{roof} = \frac{2\sqrt{J_n}Q^{-1/3}}{3J_r} \quad (3.11)$$

$$P_{roof} = \frac{2}{J_r} Q^{-1/3} \quad (3.12)$$

onde P_{roof} é a pressão sobre suportes permanentes (kgf/cm^2).

3.4 Coal Mine Roof Rating (CMRR)

A classificação geomecânica CMRR foi desenvolvida exclusivamente para a classificação de maciços rochosos sedimentares em minerações subterrâneas de carvão. Desenvolvido pelo *U.S. Berau of Mines* por Molinda & Mark (1994), o CMRR é uma ferramenta de engenharia que descreve quantitativamente as informações geológicas para a seleção de suporte de teto. A classificação CMRR, como outras classificações, considera como principal parâmetro as descontinuidades existentes no maciço rochoso, porque esses são os fatores principais para o enfraquecimento da rocha.

Conforme outros sistemas de classificação, o CMRR começa com a premissa de que a competência estrutural das litologias que formam o teto é determinada

primeiramente pelas discontinuidades às quais enfraquecem o maciço rochoso. O CMRR possui quatro contribuições importantes:

- É específico para rochas sedimentares e carvão;
- Ele se concentra na determinação do espaçamento dos parafusos e na capacidade de sustentação do teto da galeria;
- É aplicável para todas as jazidas de carvão dos Estados Unidos;
- Fornece uma metodologia de coleta de dados.

Segundo Molinda & Mark (1994), fatores inerentes ao desenvolvimento da lavra como a largura das galerias e mecanismos de suporte artificial, bem como, as tensões *in situ*, influenciam na estabilidade do teto. O mesmo autor ressalta que a competência estrutural do maciço rochoso tem papel decisivo e é o fator determinante no equilíbrio das aberturas subterrâneas em minas de carvão.

Investigações geomecânicas anteriores, relacionados aos tetos de minas de carvão, eram baseadas apenas em testes de laboratórios, tais como resistência à compressão uniaxial e cisalhamento direto. Entretanto, testes de laboratório falham em não considerar a presença de discontinuidades em escala de campo, particularmente planos de estratificação que geralmente controlam a competência estrutural do maciço. Rochas sedimentares podem possuir resistência mecânica alta em ensaios de compressão realizados em laboratório, mas laminações e planos fazem com que a rocha fique muito fraca mecanicamente devido ao escorregamento das laminações por cisalhamento.

A necessidade de reunir as descrições geológicas em informações visíveis aos olhos da engenharia identifica a classificação CMRR como um método para quantificar a competência estrutural de qualquer seqüência de teto em mina de carvão para a escolha do suporte adequado e para o planejamento de lavra (Mark & Chase, 1994; Molinda & Mark, 1993). O princípio é avaliar as características geológicas e geomecânicas do teto das galerias e avaliar as propriedades das discontinuidades, determinando o quanto elas enfraquecem a rocha. Nessa classificação, a idéia dos autores foi desenvolver uma classificação geomecânica de fácil aplicação, com testes exclusivamente de campo, com equipamentos simples e de baixo custo; tendo como resultado uma informação imediata e segura. De acordo com o método, os equipamentos utilizados para os

ensaios são: martelo de ponta redonda, talhadeira de pedreiro (9 cm) e saco para amostras.

3.4.1 Componentes do CMRR

O objetivo do CMRR é identificar os fatores geológicos que influenciam na competência estrutural do teto de galerias em minas de carvão e determinar seu peso de acordo com o grau de importância das litologias que formam o teto imediato. O CMRR emprega um sistema de classificação similar ao proposto por Bieniawski (1989), o *Rock Mass Rating* (RMR). Entretanto, a classificação de Molinda & Mark (1994), emprega alguns parâmetros diferentes do RMR, devido a sua aplicação específica para minas subterrâneas de carvão, conforme mostra a Figura 3.6. O CMRR final é obtido a partir da soma desses fatores individuais que variam na escala de 0 a 100. Este sistema é universal e aplicável para todas as camadas rochosas que formam o teto das minas de carvão, independente da idade, ambiente deposicional, *rank* ou localização geográfica.



Figura 3.6. Parâmetros da classificação CMRR (Molinda & Mark, 1994).

A classificação CMRR divide a obtenção e análise dos parâmetros em dois grupos. O primeiro leva em consideração as características da rocha e das descontinuidades, chamada de índice da unidade (*unit rating – UR*). A segunda parte, chamada de índice do teto (*roof rating*), considera as

características do teto, como presença de camada forte ou maciça, presença de água, etc. De acordo com Molinda & Mark (1994), o teto imediato da mina deve ser inicialmente dividido em unidades estruturais. Uma unidade pode ser designada como uma única camada litológica ou uma seqüência de camadas formando um único intervalo distinto, o qual deve ter no mínimo 0,15 m de espessura. Em minas de carvão, é comum a presença de finas camadas, ou a intercalação de diferentes litologias que são agrupadas em uma única categoria devido às semelhanças das propriedades físicas e geológicas que formam as rochas. A Figura 1.1 mostra o fluxograma da metodologia aplicada na classificação CMRR, juntamente com os parâmetros que compõem esse método. Os parâmetros utilizados para determinar o valor do CMRR são os seguintes:

- Resistência ao cisalhamento, considerando a coesão e a rugosidade das juntas;
- Intensidade das juntas, levando em consideração o espaçamento (densidade) e persistência das descontinuidades;
- Número de famílias de fraturas;
- Resistência à compressão, determinada com o martelo de ponta redonda;
- Resistência da rocha ao intemperismo, devido à sensibilidade da rocha exposta à umidade, temperatura da mina e percolação de água nas fraturas;
- Presença de camada maciça, ou seja, mais competente acima do teto imediato;
- Número de unidades (camadas) que formam o teto e suas espessuras;
- Presença de água subterrânea;
- Qualidade do maciço rochoso acima dos parafusos. Se as camadas forem fracas, ocorrerá uma sobrecarga sobre o teto imediato.

3.4.2 Procedimento para a determinação do CMRR

Molinda & Mark (1994) descrevem os procedimentos de amostragem e aquisição das informações para cada parâmetro que compõem a classificação

CMRR. Da mesma forma, Mark & Molinda (1996) apresentam um procedimento alternativo para determinação CMRR por meio de testemunho de sondagem, sendo que a principal diferença é a aplicação do ensaio de carga pontual para determinação da resistência da rocha a compressão uniaxial.

Para facilitar a coleta e organização dos dados de campo Molinda & Mark (1994) sugerem a utilização de uma tabela apropriada que reúna todos os parâmetros da classificação (Anexo A). A obtenção dos dados de campo é realizada de acordo com os recursos disponíveis da mina. Essa coleta pode ser feita a partir da exposição das camadas em subsolo (realce no teto), nos afloramentos, furos de sondagem, *borescope*, entre outros. Normalmente, apenas as rochas na zona de atirantamento e logo acima do parafuso são consideradas para a determinação do CMRR. Após classificar e separar visualmente o teto da mina em unidades estruturais, faz-se a descrição das suas propriedades geológicas e geomecânicas, bem como, define-se os limites e espessuras de cada unidade.

3.4.2.1 Índice da Unidade (*unit rating* – UR)

Numerosos planos de fraqueza como laminação, xistosidade, juntas ou falhas tornam a rocha bastante suscetível ao deslocamento e ao cisalhamento. Dessa forma, um dos fatores determinantes no cálculo do CMRR é constatar a resistência ao cisalhamento desses planos de fraqueza, a qual representa 35% do CMRR final. A capacidade de uma descontinuidade resistir a este deslocamento é função da coesão e rugosidade das superfícies, as quais devem ser contabilizadas para cada unidade estrutural previamente definida. A coesão é dita como a tensão máxima de resistência ao deslizamento ao longo das superfícies da descontinuidade na inexistência de tensão normal. Em minas de carvão, a coesão varia de zero, no caso de espelhos de falha, a fortemente coesiva dependendo do preenchimento das juntas. Embora existam outras técnicas para avaliação, de acordo com o CMRR a coesão ao longo da estratificação é avaliada com a utilização de uma talhadeira de pedreiro (9 cm) e um martelo em que a rocha é partida ao longo do plano de fraqueza. O número de golpes dado pelo martelo sobre o formão determina a magnitude da coesão (Anexo A). Superfícies de descontinuidades

com baixa coesão requerem menor número de golpes para romper esse plano de fraqueza. Os testes para determinar a coesão são realizados no maciço rochoso do teto *in situ*.

A rugosidade ao longo da superfície de uma descontinuidade constitui o outro componente da resistência ao cisalhamento. No CMRR, a rugosidade é estimada e classificada visualmente como rugosa, ondulada e planar, por meio de amostras de mão ou da exposição dos caimentos. A Tabela 3.3 apresenta os índices sugeridos por Molinda & Mark (1994) para a classificação dos parâmetros coesão e rugosidade.

Tabela 3.3. Índices para coesão e rugosidade.

Rugosidade	Coesão			
	Forte	moderada	fraca	slikenside
rugosa	35	29	24	10
ondulada	35	27	20	10
Planar	35	25	16	10

Nota: se a unidade não apresentar estratificação ou descontinuidades realizar ensaio triaxial para determinar a coesão da rocha intacta (Brady & Brown, 1993). Se a coesão for forte, então entrar com o valor 35 no cálculo do CMRR.

A intensidade de uma família de descontinuidades é outro fator que afeta a competência estrutural global da unidade. A intensidade é determinada pelo espaçamento entre as descontinuidades de uma mesma família e a sua persistência. Quanto mais próximas elas estiverem dispostas e quanto maior for sua extensão, mais fraco será o maciço rochoso. Espaçamento é a distância média entre as descontinuidades de uma mesma família dentro de uma mesma unidade. Normalmente, o espaçamento é determinado pelo número de descontinuidades observadas ao longo do teto em um comprimento previamente estabelecido (*scanline*). A persistência é a extensão ou área do plano de fraqueza, podendo ser tanto vertical quanto horizontal. A Tabela 3.4 apresenta os índices para os parâmetros espaçamento e persistência.

Tabela 3.4. Índices para espaçamento e persistência.

Persistência (m)	Espaçamento (m)				
	> 1,8	0,6 – 1,8	0,2 – 0,6	0,06 – 0,2	< 0,06
0,0 a 0,9	35	30	24	17	9
0,9 a 3,0	32	27	21	15	9
3,0 a 9,0	30	25	20	13	9
> 9,0	30	25	20	13	9

Nota: se a unidade não apresentar estratificação ou descontinuidades, então entrar com o valor 35 no cálculo do CMRR.

Depois de obtido o valor individual para cada família de descontinuidades presente na unidade estrutural, pela soma dos valores referentes à resistência ao cisalhamento e a intensidade das fraturas, faz-se o ajuste para múltiplas famílias de descontinuidades. Esse ajuste é aplicado quando há mais de um conjunto de fraturas na unidade analisada. Nesse caso, são analisadas as duas famílias de descontinuidades que tenham menor índice, de maneira que ambas possuam valores abaixo de 30, 40 ou 50 pontos na sua classificação individual. Os fatores de ajuste para esse parâmetro podem ser obtidos a partir da Tabela 3.5.

Tabela 3.5. Ajuste para múltiplas descontinuidades.

Índice das duas famílias de descontinuidades menores	Fator de ajuste
30	-5
40	-4
50	-2

A determinação da resistência à compressão das rochas que formam a unidade também é muito importante na estimativa da qualidade do maciço do teto imediato, na qual são utilizados vários testes índices. O CMRR emprega o teste empírico proposto por Williamson (1984, in Molinda & Mark, 1994), em que a face da rocha exposta é golpeada com um martelo de ponta redonda. A resistência é

determinada comparando as características da superfície da rocha após o impacto do martelo (Figura 3.7).

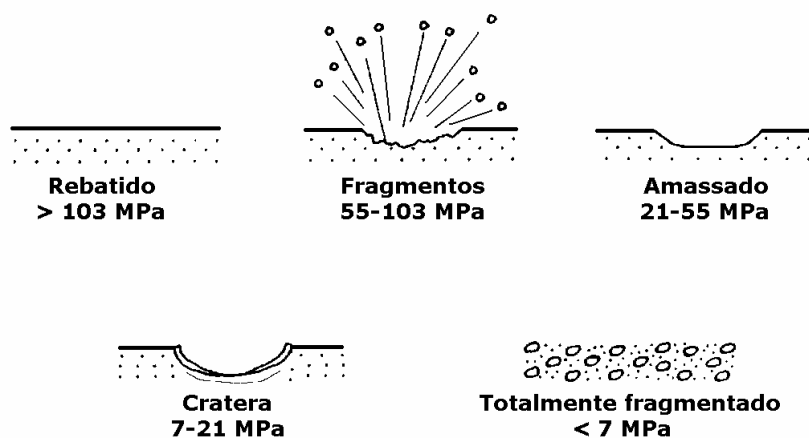


Figura 3.7. Indicação da resistência à compressão uniaxial ao impacto do martelo de ponta redonda (Molinda & Mark, 1994).

Outra maneira utilizada para estimar a resistência a compressão são os testes de carga pontual em testemunhos de furo de sondagem (Mark, 2002), pois são ensaios de baixo custo, rápidos e apresentam bons resultados para o estudo proposto. A Tabela 3.6 mostra os índices aplicados no cálculo do CMRR em função da resistência da rocha.

Tabela 3.6. Índices para resistência da rocha.

Resistência (MPa)	Índice
> 103	30
55 a 103	22
21 a 55	15
7 a 21	10
< 7	5

O teste da sensibilidade à umidade, também chamado de teste de imersão (Sickler, 1986) é realizado de maneira a observar qual o grau de desagregação das amostras da rocha (unidade) depois destas estarem imersas em água durante 24 horas. As faces expostas das rochas ou os caimentos de teto são superfícies suscetíveis à infiltração de água e a ação da

umidade do ar, a qual acelera sua desintegração. Este processo de intemperismo contribui para a expansão das argilas favorecendo a delaminação da rocha e conseqüentemente o seu enfraquecimento. Os valores do CMRR relacionados a esse parâmetro estão na Tabela 3.7.

Tabela 3.7. Índices para a sensibilidade a umidade (intemperismo).

Sensibilidade	Índice
Não sensível	0
Levemente sensível	-3
Moderadamente sensível	-10
Muito sensível	-25

3.4.2.2 Índice do Teto (*roof rating*)

Depois de determinado os índices individuais das unidades, os mesmos são combinados em um único valor de CMRR válido para todo o teto da mina. Para tanto, o próximo passo no cálculo do CMRR é determinar o peso, ou o grau de importância da unidade estrutural na estabilidade global do teto imediato. A atribuição do peso médio da espessura da unidade (RRw) é obtida em função do comprimento do parafuso e o intervalo das unidades em que ele está compreendido. Será atribuído peso maior àquela unidade que tiver maior espessura, ou seja, aquela que obtiver a maior porção de toda a extensão do parafuso. O desenho esquemático da Figura 3.8 mostra uma situação com duas unidades estruturais, no qual as espessuras atravessadas pelo parafuso são "x" e "y". O RRw é obtido a partir do cálculo ponderado entre o CMRR da unidade e sua respectiva espessura (x ou y).

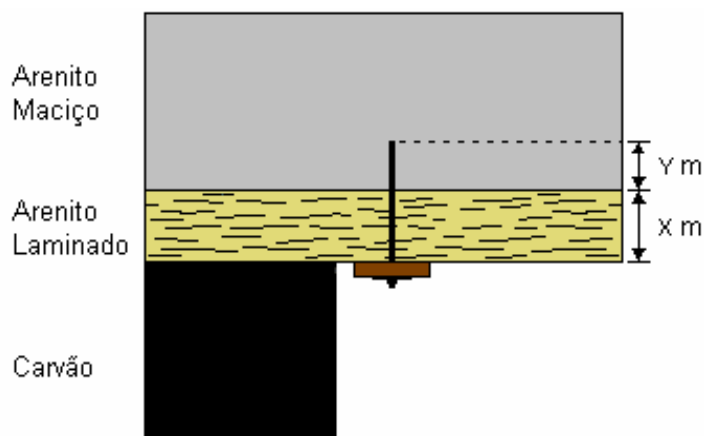


Figura 3.8. Desenho esquemático referente ao cálculo do RRw.

Outro conceito importante incorporado no CMRR é da “camada forte”. A competência estrutural global das unidades ancoradas pelo parafuso é freqüentemente determinada pela qualidade da camada mais competente no intervalo compreendido pelo parafuso. O ajuste para camada forte no CMRR (Tabela 3.8) depende de vários fatores. O primeiro é o contraste entre a competência da camada forte e as outras unidades. Quanto mais competente ela for, em relação às demais camadas (unidades), maior será a sua contribuição. O segundo fator é a espessura desta camada que deve ter no mínimo 0,30 m para satisfazer a ancoragem e promover qualquer suporte adicional. O valor máximo para o ajuste da camada forte é alcançado quando a espessura dessa unidade for no mínimo 1,20 metros. Para atender às exigências de sustentação de teto pelo mecanismo de suspensão é necessário que o parafuso esteja ancorado no mínimo 0,30 m na unidade competente. Quando essa condição não é alcançada o ajuste da camada forte não é aplicado.

Tabela 3.8. Ajuste para a camada forte.

Espessura da camada forte (m)	Diferença da camada forte (SBD*)							
	5-9	10-14	15-19	20-24	25-29	30-34	35-40	>40
0,3 a 0,6	0	2	4	5	7	8	9	10
0,6 a 0,9	2	4	7	9	12	14	17	20
0,9 a 1,2	3	5	10	14	18	21	25	30
>1,2	4	8	13	18	23	28	34	40

* SBD: *Strong Bed Difference*.

Se a camada maciça suspende camadas mais fracas, o índice obtido da Tabela 3.8 deve ser corrigido. Para tanto, deve-se multiplicar esse valor preliminar por um fator de redução, que é dado em função da espessura da camada fraca a ser suspensa, como determina a Tabela 3.9.

Tabela 3.9. Fator multiplicador para camada forte.

Espessura da camada fraca (m)	Fator multiplicador
0 a 0,9	1,0
0,9 a 1,8	0,7
>1,8	0,3

Por apresentar diversas camadas, o teto das minas de carvão possui contatos litológicos que tornam o maciço menos competente se for comparado ao comportamento geomecânico de uma única camada rochosa. Devido às mudanças do processo deposicional e da sedimentação de diferentes materiais, geralmente há um contato nítido entre as unidades. Esse contato é relativamente fraco, podendo ser observado nos furos de sondagens ou nos caimentos. O ajuste para esse parâmetro é mostrado na Tabela 3.10.

Tabela 3.10. Ajuste para os contatos entre Unidades.

Número de contatos	Fator de ajuste
0	0
1 a 2	-2
3 a 4	-4
>4	-5

A presença de água nas galerias da mina pode ativar a sensibilidade das rochas do teto quanto à umidade e avariar a capacidade de suporte. A dedução do valor deste parâmetro é baseada no fluxo excessivo de água em toda a seqüência do teto ou em qualquer ponto. As observações são

realizadas em campo e a quantidade de água que percola pelo teto das galerias é definida ao longo de 10 m de extensão (Anexo A). Dessa forma, a mina pode estar local ou totalmente seca, tornando o fator de redução nulo, ou pode apresentar um fluxo de água intenso reduzindo o valor do CMRR consideravelmente, conforme mostra a Tabela 3.11.

Tabela 3.11. Ajuste para a presença de água no teto da mina.

Condição	Fator de ajuste
Seco	0
Levemente umedecido	-2
Gotejamento leve	-4
Gotejamento intenso	-7
Fluxo de água	-10

A resistência das rochas sobrejacente ao espaço fixado pelos parafusos pode afetar a estabilidade do sistema de suporte. Segundo Molinda & Mark (1994), se as rochas acima do pacote aparafusado forem mais fracas, uma carga adicional será transferida e aplicada sobre o teto imediato. Portanto, é empregado um ajuste de sobrecarga sobre o teto imediato quando a situação for desfavorável à segurança da mina (Tabela 3.12).

Tabela 3.12. Ajuste de sobrecarga.

Condição	Fator
Camada acima do intervalo atirantado possui a mesma resistência	0
Camada acima do intervalo atirantado é significativamente mais fraco	-2 a -5

De posse das informações obtidas nos levantamentos de campo, o CMRR pode ser calculado. Molinda & Mark (1994), recomendam primeiramente que seja determinado o índice individual para cada unidade (UR) mapeada na mina. O procedimento para o cálculo do valor do CMRR para as unidades estruturais é

regido a partir da pontuação atribuída para cada família de descontinuidade presente na unidade analisada. A segunda parte do cálculo do CMRR é combinar os valores das URs com as respectivas espessuras para a obtenção do RRw (*thickness-weighted average*). O Anexo B mostra o modelo de tabela adotado para os cálculos do CMRR. Conforme anteriormente citado, o resultado final do CMRR varia numa escala de 0 – 100, o qual representa a competência estrutural do intervalo atirantado.

3.4.3 Aplicação do CMRR

Com o objetivo de otimizar a metodologia aplicada em projetos de suporte de teto com parafusos, o NIOSH (National Institute for Occupational Safety and Health), por meio de Mark et al. (2001) conduziram um estudo estatístico sobre a performance desses chumbadores em minerações de carvão dos Estados Unidos. O desempenho foi medido em termos de caimentos de teto ocorridos por 3.000 m (10.000 ft) de galerias. As análises dos resultados forneceram diretrizes que podem ser usadas em estimativas preliminares do comprimento, tensão e capacidade dos parafusos, e do padrão de suporte. Essas diretrizes estão baseadas na espessura de cobertura, a qual está relacionada com o campo de tensões, a qualidade do maciço rochoso que forma o teto da mina, definida pelo CMRR e a largura da interseção das galerias.

A transição entre os mecanismos de sustentação de teto por suspensão e efeito viga depende do nível de tensão (Mark et al., 2001). Um estrato rochoso pode manter a integridade das aberturas subterrâneas intactas sem o emprego de reforço num ambiente com baixas tensões. Por outro lado, esse mesmo maciço pode demandar um considerável sistema de suporte em condições de tensões elevadas. Segundo os mesmos autores, as tensões horizontais atuam diretamente sobre as camadas rochosas do teto, enquanto os pilares são mais afetados pela tensão vertical.

Difícilmente, dispõem-se de medidas de tensões horizontais em minas de carvão. Devido a essa deficiência de informação, Mark & Mucho (1994) mostram uma forte correlação entre o aumento da profundidade e os níveis de tensões horizontais para as minas do leste dos Estados Unidos. Duas equações

de regressão são mostradas, uma linear (Equação 3.13) e uma logarítmica (Equação 3.14). Entretanto, a equação logarítmica é a preferida porque vários estudos sugerem que o gradiente da tensão horizontal tende a diminuir a grandes profundidades.

$$\sigma_H = 1,23H + 1306 \quad (3.13)$$

$$\sigma_H = 2250 \log_{10}(H) - 4075 \quad (3.14)$$

onde:

σ_H é a tensão horizontal *in situ* (psi);

H é a espessura de cobertura (ft).

A Figura 3.9 mostra os casos históricos relacionados à estabilidade do teto das minas de carvão, inseridos num gráfico de espessura de cobertura versus CMRR. A linha discriminante mostrada no gráfico separa os dados em dois grupos. Acima da linha os caimentos de teto são raros devido à competência do maciço e/ou ao baixo regime de tensões. Nesse caso, os parafusos trabalham pelo mecanismo de suspensão da camada do teto imediato. Abaixo da linha, os casos de caimento de teto são muito mais comuns por consequência da baixa qualidade das camadas e/ou o alto nível de tensões em torno do maciço. Nessas condições, os parafusos atuam na formação da viga de sustentação ou, em casos extremos, faz-se necessário a utilização de suporte suplementar. As formulações que serão apresentadas nesse capítulo dizem respeito aos casos relacionados ao sistema de suporte de teto por efeito viga.

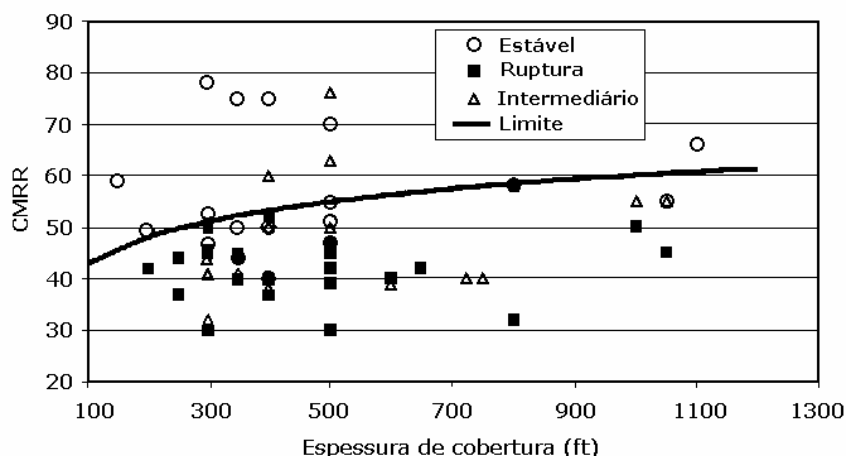


Figura 3.9. Mecanismos de sustentação. Acima da linha pelo regime de suspensão; abaixo da linha pelo regime de formação de viga (Mark et al., 2001).

Após a análise do CMRR e da espessura de cobertura, a largura de interseção das galerias é o próximo fator importante que afeta a estabilidade do teto. Segundo Mark et al. (2001), 70% de todos os caimentos de teto ocorrem nos cruzamentos das galerias. O gráfico da Figura 3.10 apresenta a relação entre a largura da galeria nos cruzamentos (soma das duas diagonais) e o valor do CMRR. Nesse gráfico, os autores afirmam que os casos que ocorrem acima da linha divisória apresentam largura de galeria adequada ao valor do CMRR. Os casos históricos plotados no gráfico mostram essa tendência apesar de aparecerem pontos onde ocorreram ruptura (quadrados pretos). Por outro lado, quando a situação analisada aparece abaixo da linha, a largura da galeria está inadequada, aumentando a probabilidade de haver ruptura de teto. Da mesma forma, a Equação 3.15 estima a largura sugerida na interseção das galerias em função do CMRR.

$$I_{s_G} = 20 + 0,26(\text{CMRR}) \quad (3.15)$$

onde I_{s_G} é a largura da interseção sugerida (média da soma das duas diagonais da interseção, ft).

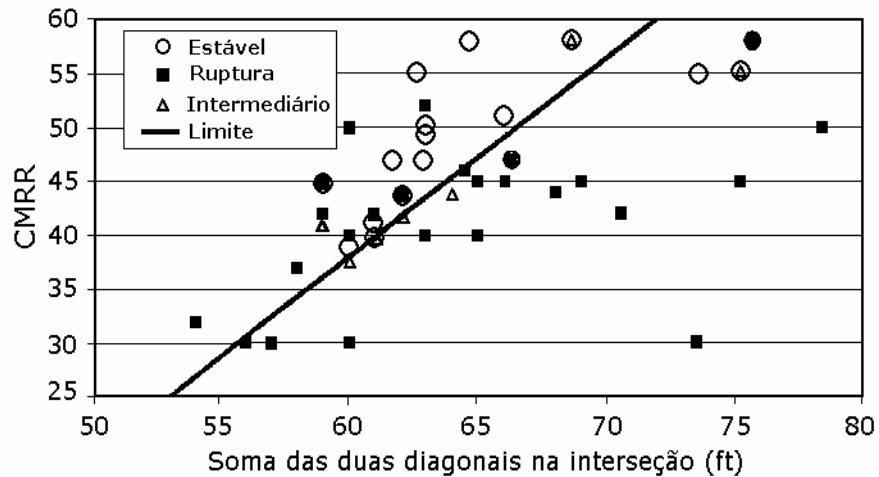


Figura 3.10. Efeito da largura da galeria nos cruzamentos. Acima da linha o vão da galeria é apropriado; abaixo da linha o vão é muito largo (Mark et al., 2001).

Outro parâmetro crítico a ser considerado em projetos de suporte de teto para minas de carvão é o comprimento do parafuso. Baseado em análises estatísticas dos casos históricos, Mark et al. (2001) desenvolveram uma equação como guia para seleção apropriada do comprimento do parafuso de teto. A Equação 3.16 incorpora os principais fatores que interferem nesse comprimento, em que o resultado está relacionado exclusivamente com mecanismo de sustentação baseado na formação de viga.

$$L_B = \left(\frac{I_s}{13} \right) (\log_{10} H) \left[\frac{(100 - \text{CMRR})}{100} \right]^{1.5} \quad (3.16)$$

onde:

L_B é o comprimento do parafuso (ft);

I_s é a largura real da galeria nos cruzamentos (média da soma das duas diagonais da interseção).

Entretanto, uma boa ancoragem é necessária para assegurar que o parafuso completamente resinado esteja atuando adequadamente. Fatores como a baixa qualidade da resina, furos com diâmetros excessivamente grandes ou as paredes do furo lisas, podem reduzir a eficiência do parafuso. Em casos onde a qualidade da ancoragem é questionável, testes de

arrancamento devem ser utilizados para identificação do problema e para fazer os ajustes (Karabin & Debevec, 1976; Mark, 2000).

A função de prover ao maciço rochoso maior resistência requer do parafuso uma certa competência de suportar as solicitações exigidas. A intensidade de suporte (PRSUP) é a carga suportada por unidade de comprimento do parafuso. Em um sistema de ancoragem com parafusos de teto essa intensidade é determinada pelos fatores relacionados abaixo e inseridos na Equação 3.17.

- **Capacidade individual dos parafusos:** a capacidade dos chumbadores de teto é normalmente determinada pelo diâmetro, pelo tipo de liga metálica e também pela qualidade da ancoragem.

- **Densidade da malha de parafusos:** esse fator relaciona-se ao número de parafusos por linha e ao espaçamento entre as linhas.

- **Comprimento dos parafusos.**

$$\text{PRSUP} = \frac{(L_B N_B C)}{(S_B W_e)} \quad (3.17)$$

onde:

PRSUP é a intensidade ou carga suportada pelo padrão de atirantamento empregado (t/m);

L_B é o comprimento do parafuso (m);

N_B é o número de parafusos por linha;

C é a capacidade de carga do parafuso (t);

S_B espaçamento entre as linhas de parafusos (m);

W_e largura da galeria (m).

A Figura 3.11 mostra a relação do PRSUP com o CMRR. Nesse gráfico, o PRSUP requerido aumenta à medida que o valor do CMRR decresce. A linha divisória define que a probabilidade da haverem sucessos é superior aos fracassos quando a situação analisada estiver acima da linha. Nesse caso, o PRSUP é considerado apropriado para as condições do maciço. Entretanto,

quando analisa-se ocorrências abaixo da linha limite, o PRSUP está inadequado e a chance de ruptura de teto é maior. O prognóstico no cálculo do PRSUP é melhorado se a espessura de cobertura for incluída na seguinte formulação (Equação 3.18):

$$\text{PRSUP}_G = (5,7 \log_{10} H) - 0,35 \text{ CMRR} + 6,5 \quad (3.18)$$

onde PRSUP_G é o valor de PRSUP sugerido, dado o CMRR e a espessura de cobertura.

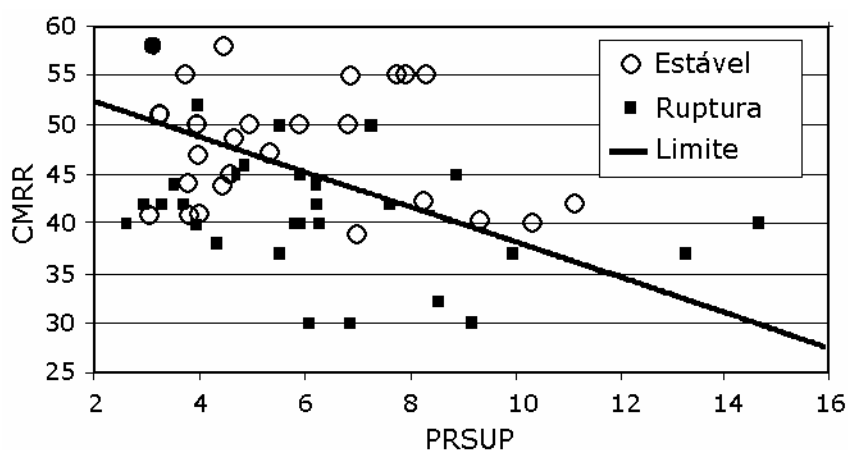


Figura 3.11. Efeito do PRSUP nos caimentos de teto. Acima da linha o PRSUP está adequado; abaixo da linha o PRSUP é considerado inadequado (Mark et al., 2001).

A Figura 3.12 mostra a desempenho da metodologia aplicada para projetos de suporte de teto. Os eixos do gráfico representam a diferença entre PRSUP_G sugerido e o PRSUP real (eixo x), e a diferença entre Is_G sugerido e o Is real (eixo y). Portanto, um valor positivo no eixo x significa que a intensidade de suporte real PRSUP está inadequada. Por outro lado, um valor negativo no eixo y denota que a largura da interseção da galeria Is está muito grande.

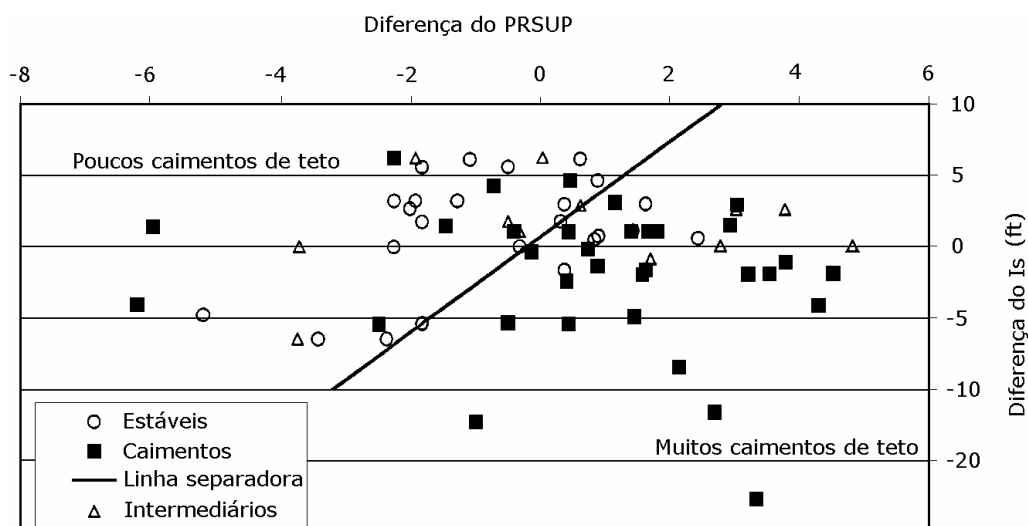


Figura 3.12. Casos históricos plotados de acordo com a diferença entre $PRSUP_G$ sugerido e o $PRSUP$ real (eixo x), e a diferença entre Is_G sugerido e o Is real (eixo y) (Mark et al., 2001).

Os casos históricos mostrados no gráfico confirmam essa tendência. O canto superior esquerdo mostra que ambos os parâmetros $PRSUP$ e Is estão adequados, apresentando poucos caimentos de teto. O mesmo não ocorre no canto inferior direito, onde a intensidade de suporte está muito baixa e a largura da galeria muito grande, aumentando significativamente a incidência de ruptura de teto. Os outros dois quadrantes do gráfico apontam que apenas um dos parâmetros não está apropriado.

Finalmente, Mark et al. (2001) propõem uma formulação que determina a intensidade requerida do parafuso englobando todos os parâmetros relevantes a serem observados em projetos de suporte de teto. A novidade apresentada nessa equação (Equação 3.19.) é o fator de estabilidade (SF), que segundo recomendação dos autores deve ser de 1,2, e a diferença entre Is_G sugerido e o Is real. O $PRSUP_G$ mínimo recomendado é de 3,0 klb/ft (4,5 t/m).

$$PRSUP_G = SF [0,3(Is_G - Is)] [(5,7 \log_{10} H) - (0,35 \text{ CMRR}) + 6,5] \quad (3.19)$$

A verificação da qualidade do maciço rochoso formador do teto pelo método CMRR, bem como, a sua aplicação em projetos de suporte por atirantamento é demonstrada num estudo de caso. O Capítulo 4 apresenta um problema prático ao qual foi empregada a técnica de classificação CMRR e, as possíveis soluções adotadas, a partir das formulações apresentadas, são discutidas no Capítulo 5.

Capítulo 4

Estudo de Caso

Nesse capítulo são apresentados a localização da área de estudo, as características da mina e os aspectos geológicos locais e regionais relevantes à classificação geomecânica. As informações utilizadas nessa dissertação foram reunidas durante campanhas de amostragem e observações realizadas em campo. O material para os ensaios foi obtido de sondagens recentes, do realce do teto feito com a utilização de explosivos e dos fragmentos de rochas remanescentes de alguns caimentos ocorridos na mina.

Com a definição do banco de dados baseado em furos de sondagem e, por meio de simulações estocásticas foram determinados os mapas de tipologia do teto imediato da mina. Por fim, são demonstrados os valores obtidos com a classificação CMRR para todas as possíveis situações encontradas na mina.

4.1 Área de Estudo

O depósito em estudo está inserido na Bacia Carbonífera Sul-catarinense, um dos mais importantes campos carboníferos brasileiros. A bacia carbonífera está localizada na porção sudeste da Bacia do Paraná, conhecida por ser uma grande bacia sedimentar gonduânica intracratônica, cuja idade varia do Siluriano

ao Cretáceo, estende-se do centro ao sul do Brasil, incluindo parte do Paraguai, Uruguai e Argentina (Figura 4.1) (ANON, 1985).

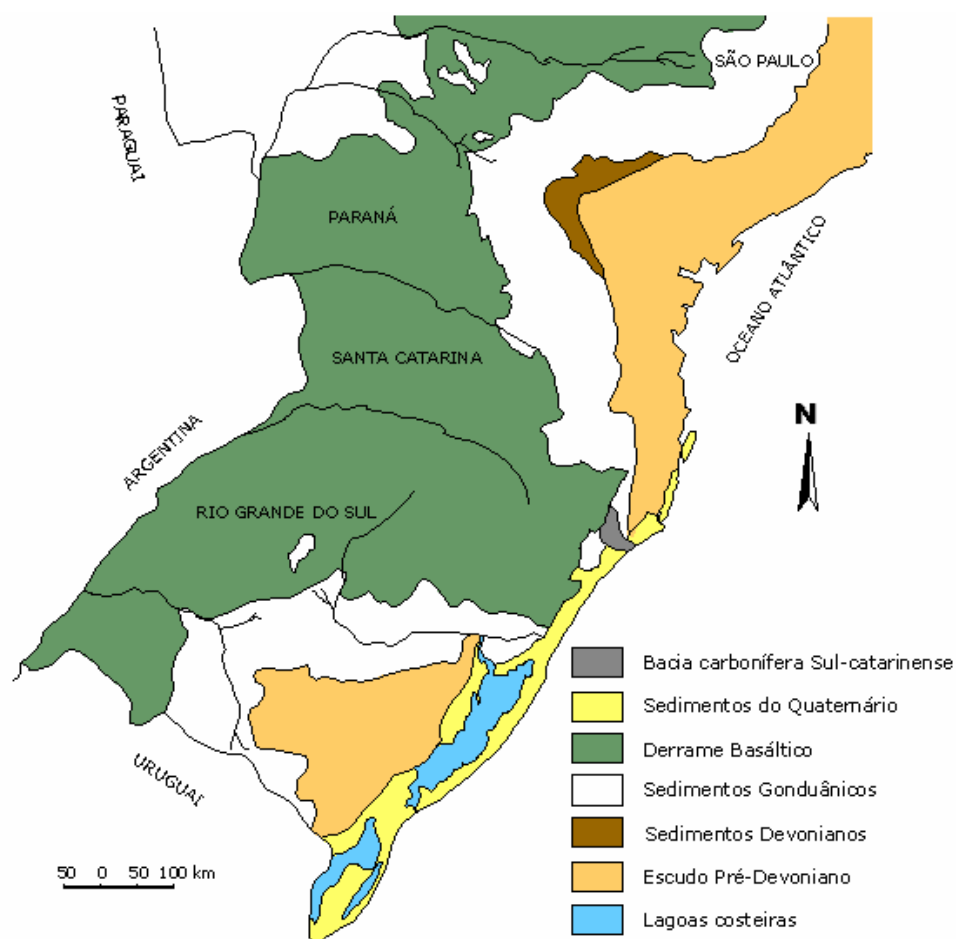


Figura 4.1. Mapa geológico do sul do Brasil com a localização da bacia Sul-catarinense (em Souza, 2002).

4.2 Geologia

As camadas de carvão mais importantes na Bacia Carbonífera Sul-catarinense encontram-se na parte superior da Formação Rio Bonito, mais precisamente no Membro Siderópolis. As camadas de carvão Barro Branco e Bonito são as duas mais importantes, pois são jazidas que envolvem grandes áreas e apresentam espessuras consideráveis, tornando economicamente viável a sua extração. No passado, o carvão era utilizado como matéria prima nas indústrias siderúrgicas de Santa Catarina. Atualmente a produção esta

totalmente direcionada ao mercado de geração de energia. O teto da camada Bonito, situada estratigraficamente 70 m abaixo da camada Barro Branco, será o foco desse estudo.

4.2.1 Formação Rio Bonito

A Formação Rio Bonito é uma das mais importantes da Bacia do Paraná, sob o ponto de vista econômico, por encerrar as maiores jazidas de carvão conhecidas no país. Está situada na porção inferior do conjunto de rochas sedimentares integrantes da bacia e pertence ao Permiano Médio.

Zalán et al. (1990) consideram esta formação como resultante de um pulso tectônico denominada orogenia Tardi-Herciniana, originado na parte ocidental da América do Sul, que teria interrompido, por algum tempo, a sedimentação na porção norte da bacia e promovido o soerguimento de áreas de borda nas suas margens leste e oeste. Como decorrência, o mar Itararé teria sido invadido pelos deltas do domínio fluvial da Formação Rio Bonito.

O contato da Formação Rio Bonito com a Formação Palermo é, na maioria das vezes, nítido e concordante. O siltito preto apresenta-se com uma estrutura *flaser* sobre o arenito cinza esbranquiçado. Essas estruturas *flaser* são formações onduladas com laminação cruzada em que as lâminas de siltito mostram-se preservadas na parte inferior da ondulação (depressão) e incompletas nas cristas. Localmente, esse contato pode ser gradacional, como a sul e sudeste de Criciúma e a oeste de Lauro Müller. A espessura média da Formação Bonito no sudeste catarinense é de 150 m.

Medeiros & Thomaz (1973) realizaram a primeira tentativa de divisão da Formação Rio Bonito em três intervalos: inferior, médio e superior, dando conotação de empilhamento estratigráfico, porém sem denominações formais. Coube a Schneider et al. (1974) propor, para as divisões acima citadas, a formalização das denominações: Triunfo, Paraguaçu e Siderópolis, na categoria de membro.

- **Membro Triunfo (Rio Bonito Inferior):** é representado por uma seqüência arenosa com intercalações de camadas de siltitos cinza claros e escuros, micáceos, e, menos freqüentemente, de folhelhos cinza escuros a pretos com raros leitos carbonosos. Ocorrem nódulos de pirita, lâminas de gipsita

preenchendo fraturas sub-horizontais e de calcita em fraturas sub-verticais ou irregulares. Sua espessura varia de 20 a 60 m. O Membro Triunfo forma o primeiro avanço deltáico da Formação Rio Bonito e as análises mostram o domínio de distributários superiores e depósitos de transbordamento (alguns carbonosos). Em sua parte superior, nota-se um decréscimo da energia e o domínio dos depósitos dos distributários inferiores, antevendo o início da transgressão marinha que iria predominar na fase seguinte;

- **Membro Paraguaçu (Rio Bonito Médio):** apresenta espessura variável de 30 a 50 m, onde predominam siltitos cinza, esverdeados, em geral maciços, mas também com intercalações de lâminas, além de leitos e bancos de arenitos da mesma cor, de granulometria muito fina, calcíferos. Observam-se restos vegetais carbonizados e fraturas preenchidas por carbonato de cálcio e gipsita. O conjunto indica, para o Membro Paraguaçu, depósitos de frente deltáica e predomínio do ambiente pró-deltáico em plataforma rasa.

- **Membro Siderópolis (Rio Bonito Superior):** constitui-se de uma seqüência de arenitos finos, médios e grosseiros que se intercalam entre as camadas de siltito e carvão. As estruturas sedimentares mais características nos arenitos são as estratificações cruzada unidirecional, acanalada e cruzada em pequenos "sets". Os siltitos amiúde apresentam intercalações, laminação paralela e, por vezes, estrutura bioturbada. Do ponto de vista paleoambiental, constitui-se na segunda fase prográdacional deltáica da Formação Rio Bonito, onde uma seqüência vertical de depósitos de mangue, de distributários deltáicos, superiores e inferiores e de depósitos de transbordamento se sobrepõe. Do ponto de vista genético, observam-se fases de maior calma e estabilidade na deposição do Membro Siderópolis quando comparado ao Membro Triunfo. Os carvões têm gênese ligada ora a extensos mangues (Bonito), ora a depósitos de transbordamento (Irapuá, Camadas A e B), ora a extensos pantanais (Barro Branco e Ponte Alta). Nota-se, pois, que existem depósitos de carvão contínuos, relacionados aos pantanais e mangues e depósitos cuja gênese se ligaria a depósitos de transbordamento. O afundamento contínuo durante os depósitos Siderópolis, originando fases de estagnação com formação de baixios ricos em restos vegetais, seria o principal responsável pela formação das turfeiras. No caso particular da Camada Bonito, a turfeira instalou-se diretamente sobre uma planície de fácies marinha regressiva (espera-se nestes carvões alguma influência salobra), sendo recoberta por sedimentos de energia moderada a baixa, no caso, distributários deltáicos inferiores. No caso da Camada Barro Branco, a turfeira

instalou-se sobre depósitos distributários deltáicos superiores, formando extensa área de pantanal. Como detalhe marcante ocorre, poucos metros acima da base do Membro Siderópolis, uma camada de 2,5-4,0 m de siltito escuro, maciço e uniforme, denominado siltito Ponte Alta. Sua grande área de ocorrência e sua forma muito característica no perfil gama fazem com que seja valioso leito-guia. Detalhes da estratigrafia da formação Rio Bonito são apresentados na Figura 4.2.

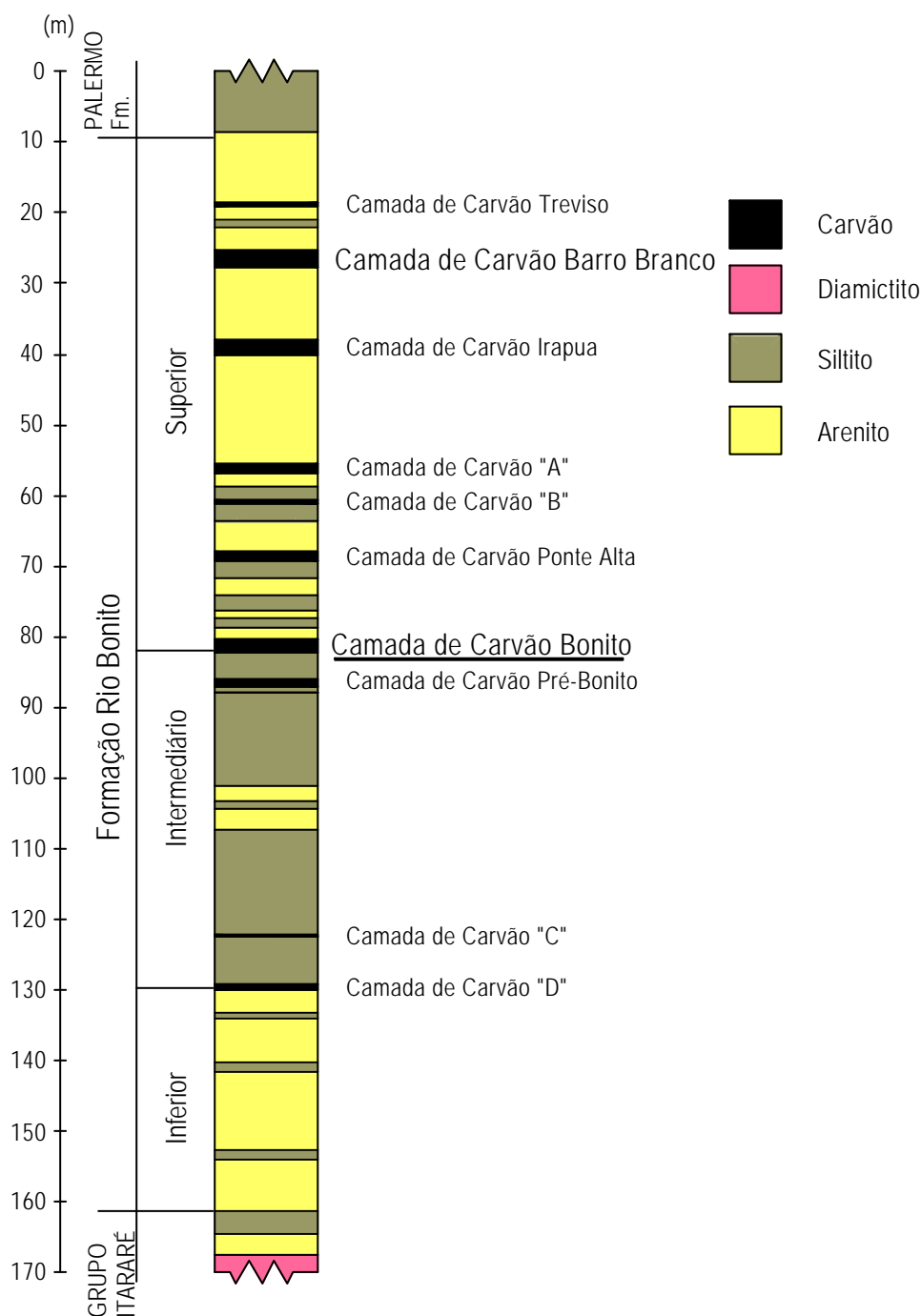


Figura 4.2. Perfil estratigráfico típico da formação Rio Bonito (modificado de Caye et al., 1975).

Na área de Lauro Müller, os testemunhos de sondagem revelaram estruturas *flaser*, indicativas de planícies de maré associadas a bioturbações, denotando desenvolvimento de organismos vivos abaixo do nível de ação das ondas. Em Araranguá, contudo, persistia o ambiente de planície aluvial, permitindo o desenvolvimento de novas camadas de carvão (Camada A).

O final da sedimentação da Formação Rio Bonito está evidenciada por arenitos finos com laminação cruzada, ocorrendo mais localmente níveis grosseiros a conglomeráticos, a norte de Santa Catarina. Essa litologia sugere tratar-se de ambiente litorâneo ou epinerítico com desenvolvimento de praias e barreiras. Em direção ao sul de Santa Catarina, com o recuo do mar, a bacia tornou-se receptáculo de sedimentos das partes mais elevadas de leste-nordeste, em fase de relativa estabilidade tectônica. Toda esta parte da bacia constituía uma ampla planície de inundação que permitiu acumular em áreas preferenciais vários leitos de carvão (Camada Barro Branco). O topo desta Formação é caracterizado por uma nova ingressão marinha de caráter prolongado, originando os sedimentos da Formação Palermo (Caye et al., 1975).

4.2.2 Camada Bonito

Situada estratigraficamente na base do Membro Siderópolis, a camada Bonito é oriunda de depósitos de mangue, formados após uma regressão marinha. Estende-se em jazidas descontínuas, desde o Rio Capivara (ao norte de Lauro Müller/SC) até as proximidades da cidade de Torres/RS. Basicamente formada por camadas de carvão e folhelho intercalados com lâminas de siltito e argilito, em algumas porções da camada Bonito ocorrem concreções de calcário. Normalmente, o carvão da camada Bonito representa 60% a 80% da espessura da camada total.

4.2.3 Arcabouço Estrutural

As bacias carboníferas são bastante variáveis na sua estrutura geológica, nas suas condições de prospecção e exploração e no seu interesse econômico. A classificação dessas bacias está relacionada ao ambiente deposicional ou em

função das condições geotectônicas. A abordagem estrutural da Folha de Criciúma (Silva & Dias, 2000) se insere num contexto de nível estrutural superior, onde a deformação rúptil é dominante e está relacionado com todos os níveis estratigráficos (Figura 4.3). As linhas estruturais do embasamento foram retomadas ao nível das coberturas da Bacia do Paraná e condicionaram a evolução das coberturas cenozóicas.

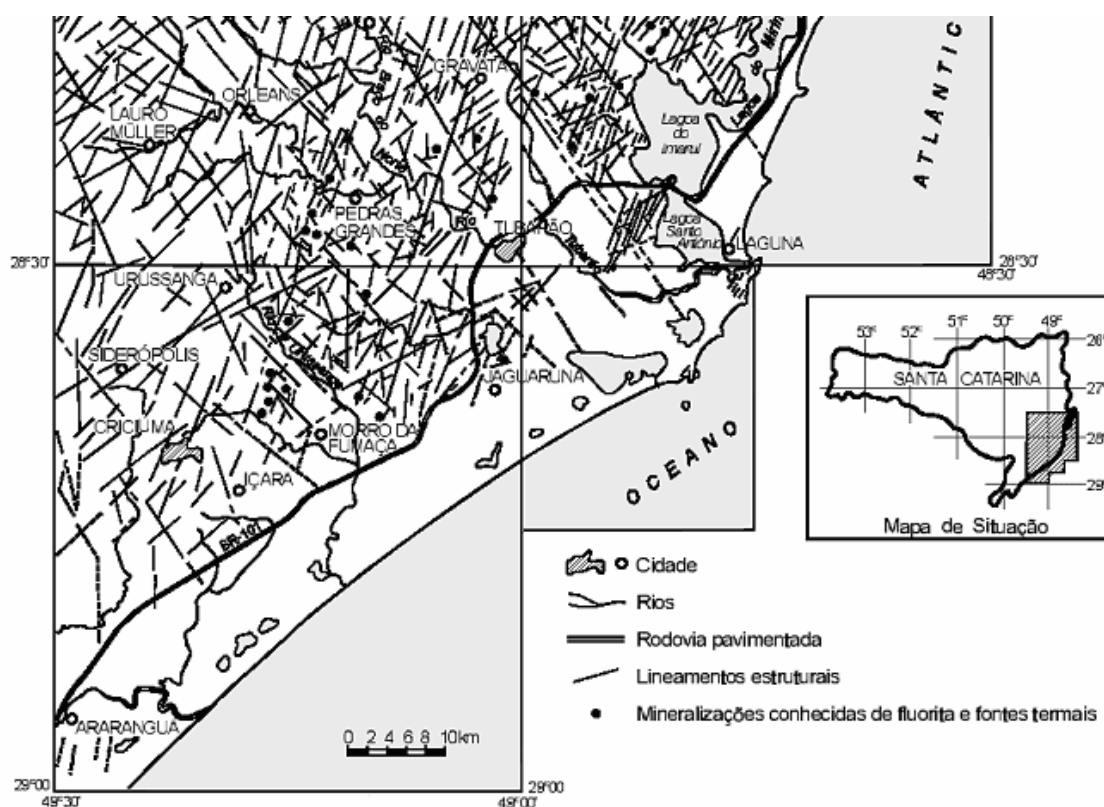


Figura 4.3. Mapa dos lineamentos estruturais do Distrito de Santa Catarina (modificado de Morgental & Kirchner, 1983).

Nas jazidas de carvão Sul-catarinense, a análise estrutural dos pacotes carbonosos mostra um mergulho regional suave das camadas para sudoeste. Falhas de crescimento que ocorrem nesses pacotes estão relacionadas com cunhas arenosas de origem deltáica. A sobrecarga produzida pelos pulsos arenosos determinou um peso adicional sobre os sedimentos subjacentes, favorecendo o desenvolvimento desses falhamentos. Os rejeitos são pequenos diminuindo com a profundidade, onde a falha se horizontaliza e os rejeitos se anulam. Os traços das falhas são curvos, com rejeitos nulos nas porções extremas. Ocorre em algumas seções, a formação de um *rollover*, que consiste num arqueamento anticlinal no bloco baixo. Tais feições estruturais causam

freqüentes problemas, dificultando a interpretação dos pacotes e o desenvolvimento das atividades de mineração.

A deposição dos sedimentos que deram origem às rochas sedimentares encaixantes das camadas de carvão ocorreu em uma grande bacia intracratônica onde eram freqüentes os movimentos epirogênicos, sobretudo aqueles de subsidência. Esses movimentos foram intensificados no final da sedimentação, pouco antes da efusão das lavas basálticas, produzindo falhas normais. Estas rochas não foram afetadas por forças tangenciais que produzissem dobras ou falhas inversas. As pequenas dobras ou falhas inversas que raramente ocorrem nas áreas de mineração, são originadas pela acomodação de blocos ou pelas intrusões de corpos de composição basáltica.

As falhas normais apresentam duas direções preferenciais com um padrão regular que se cruzam formando uma estrutura em mosaico, de muralha e fossa, com mergulhos próximos ao vertical. As falhas com direção nordeste (NE) são mais numerosas e mais importantes. Este tipo de falha corta freqüentemente as camadas de carvão, em virtude de serem quase normais ao eixo da bacia. Na maioria das vezes, apresentam rejeitos da ordem de 30 m e extensões de até 35 quilômetros. A Formação Rio Bonito apresenta um forte controle pelos *trends* NE, em especial da parte oriental da bacia e, devido à sua litologia e geometria, parece ser uma resposta deposicional a um importante soerguimento das bordas da bacia. As menos importantes, mas também freqüentes são as de direção noroeste (NW).

A aparência lamelar do carvão deve-se aos seus constituintes individuais microscópicos elementares, chamados de macerais, e que por analogia podem ser comparados aos minerais das rochas. Além dos macerais, o carvão é constituído por matéria mineral, sendo as mais comuns, minerais de argila, carbonatos, sulfetos e quartzo (Müller et al., 1987).

4.3 Características da Mina Barro Branco

Para essa dissertação, foram utilizados dados referentes a uma mina de carvão já em desenvolvimento na região carbonífera de Criciúma, mais precisamente em Lauro Müller. A mina é conhecida como Barro Branco, nome

dato devido à localidade onde está inserida, pertencente às Indústrias Rio Deserto. Embora o nome, a lavra é executada na camada Bonito.

A camada de carvão minerada na Mina Barro Branco possui espessura média de 3,47 m, com uma cobertura variando de 20 a 80 metros. Os pilares são dimensionados de acordo com Salamon-Munro (1967), também conhecido como método Sul-africano, apresentando valores diferenciados de acordo com a variação da espessura de cobertura. Atualmente, as atividades no subsolo estão ocorrendo simultaneamente no eixo da mina, com pilares quadrados de 9 m, e no painel de produção onde os pilares apresentam 8 m de lado. As galerias têm dimensão única de 5 m de largura em toda mina.

O projeto de suporte de teto utilizado na mina baseia-se na fórmula de Obert & Durvall (1967) (Equação 2.1), na qual a camada acima do carvão é suspensa com parafusos ancorados (resina) no maciço competente. Este método não considera a qualidade do maciço, apenas considera parâmetros geométricos como largura da galeria, espessura do teto imediato, espaçamento entre os parafusos, entre outros. A empresa utiliza chumbadores de 1,20 m em toda área da mina. O projeto do suporte prevê um malha de quatro parafusos por linha, com espaçamento médio de 1,20 m entre as linhas (Figura 4.4).

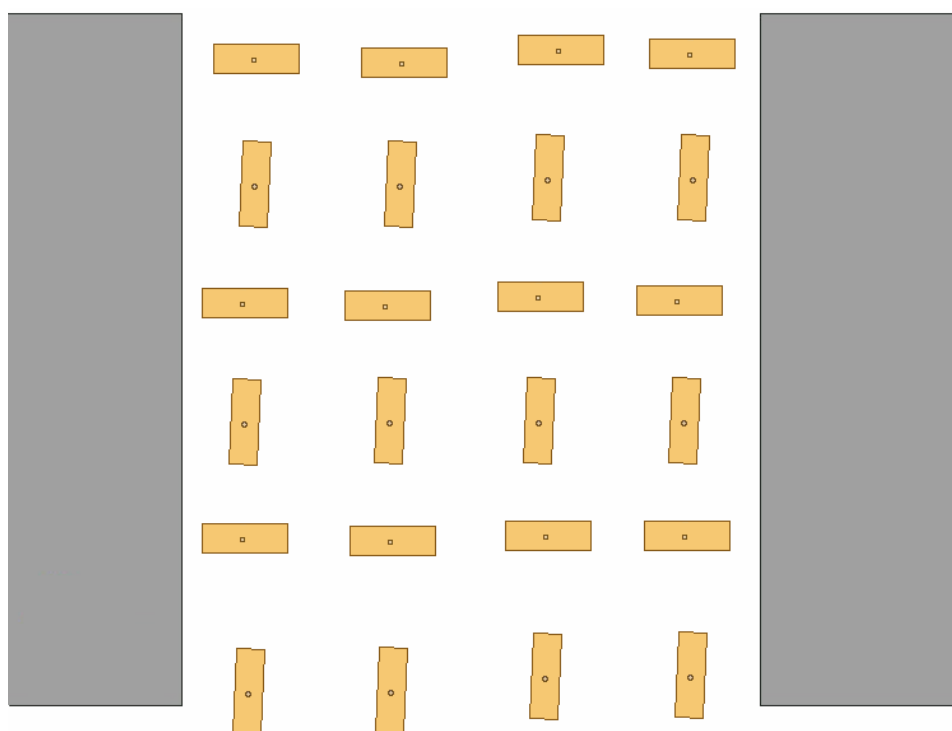


Figura 4.4. Disposição dos parafusos de teto da Mina Barro Branco.

4.4 Metodologia de Amostragem

As informações utilizadas neste trabalho foram reunidas durante uma campanha de amostragem e observações realizadas em campo. O material para os ensaios foi obtido de sondagens recentes, do realce do teto feito com a utilização de explosivos e dos fragmentos de rochas remanescentes de alguns caimentos.

Com base nos perfis dos furos de sondagem (Anexo C) foram identificadas apenas duas unidades distintas em todo o perímetro da mina. Dessa forma, de acordo com as diretrizes do CMRR, dividiu-se o teto imediato das galerias em duas categorias de acordo com a litologia: Arenito Laminado e/ou Siltito Arenoso (Unidade 1) e Arenito Maciço (Unidade 2). A Figura 4.5 mostra o mapa com o limite de lavra e a localização dos furos de sonda. As descrições dos testemunhos foram realizadas pelo geólogo da empresa. Na Figura 4.6 pode-se observar parte da descrição de um desses testemunhos, onde os valores no lado esquerdo representam a profundidade da litologia em metros. Nesse exemplo, o teto imediato é formado por arenito laminado seguido pelo arenito maciço, conforme indicado no perfil.

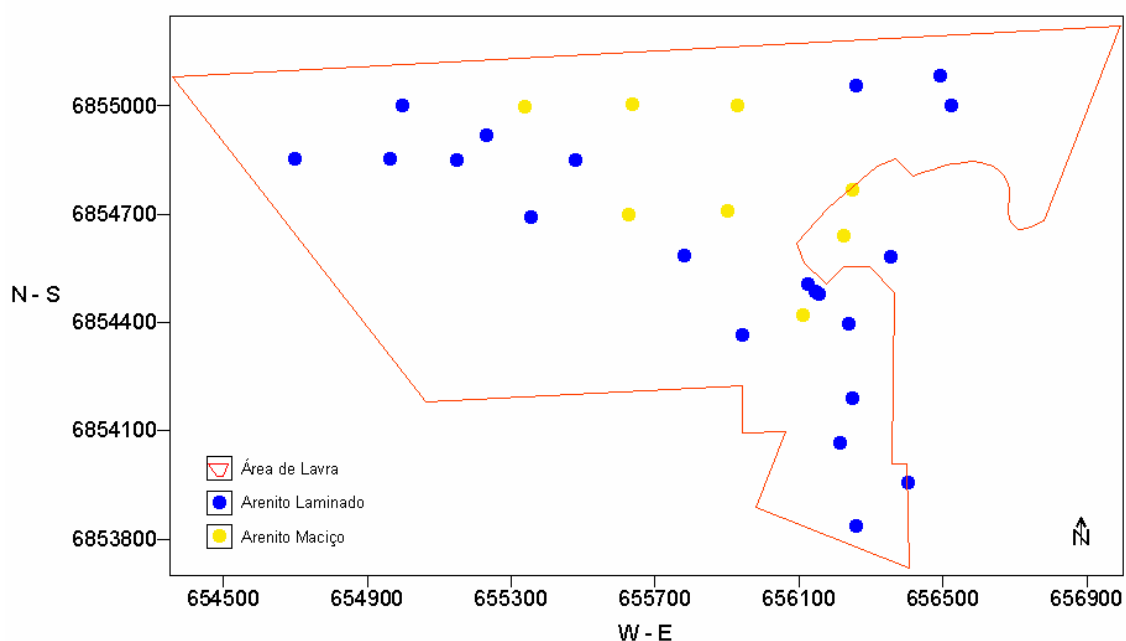


Figura 4.5. Localização dos furos de sondagem – Mina Barro Branco.

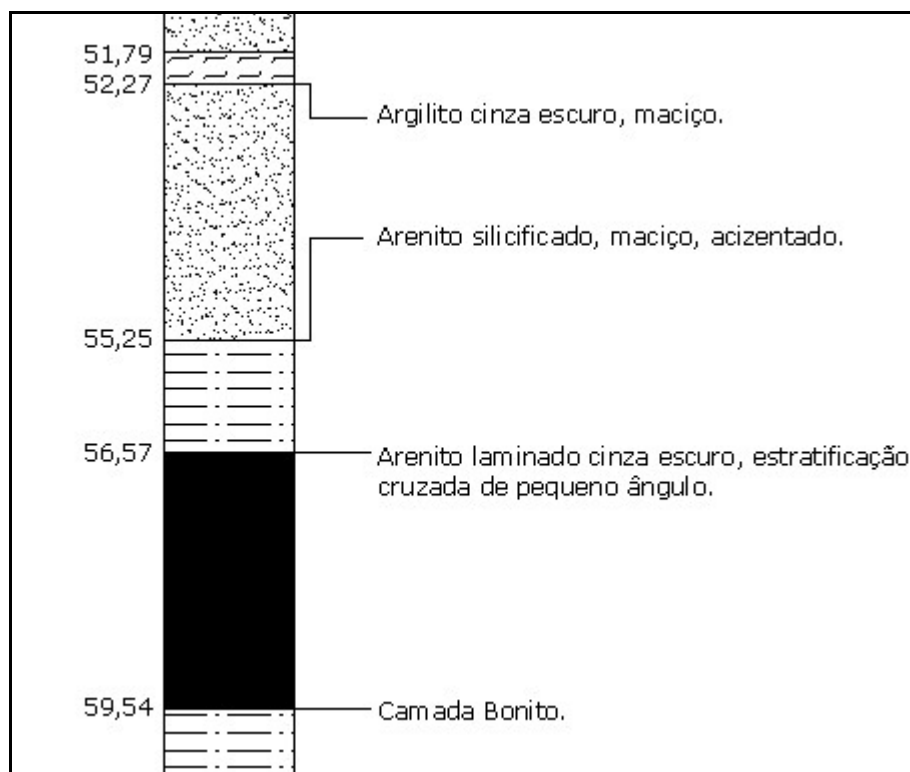


Figura 4.6. Descrição parcial de um testemunho de sondagem.

Baseado nas informações das sondagens e com a utilização de ferramentas geoestatísticas foi possível definir um mapa de probabilidade de espessura da Unidade 1. Com o objetivo de reproduzir tanto as características espaciais quanto às estatísticas, utilizou-se o método da simulação seqüencial Gaussiana (Isaaks, 1990), compilado no programa SGSIM da biblioteca de softwares GSLIB (*Geostatistical Software Library*) (Deutsch & Journel, 1998). O Anexo D descreve a metodologia utilizada para gerar esse mapa, e a avaliação dos resultados obtidos a partir da validação das simulações.

O fator de corte (*cutoff*) empregado para geração dos mapas de probabilidade está diretamente relacionado com o comprimento do parafuso utilizado. De acordo com o conceito da camada forte do CMRR, para ser considerado o efeito de suspensão o parafuso deve estar ancorado no mínimo 0,30 m num maciço competente. Dessa forma, sabendo que os parafusos utilizados na mina possuem comprimento de 1,20 m e, desprezando os 0,15 m da extremidade do chumbador que não fazem parte do intervalo de ancoragem, a espessura máxima que a Unidade 1 pode alcançar ou o fator de corte a ser considerado para a geração do mapa é de 0,75 metros.

O mapa a seguir (Figura 4.7) mostra a probabilidade da espessura de arenito laminado (Unidade 1) ser maior que 0,75 metros. A escala de cores no lado direito da figura representa as porcentagens de probabilidade. Os blocos do mapa sem coloração (brancos) representam espaços não amostrados ou sondagens cujo teto imediato é formado pela Unidade 2.

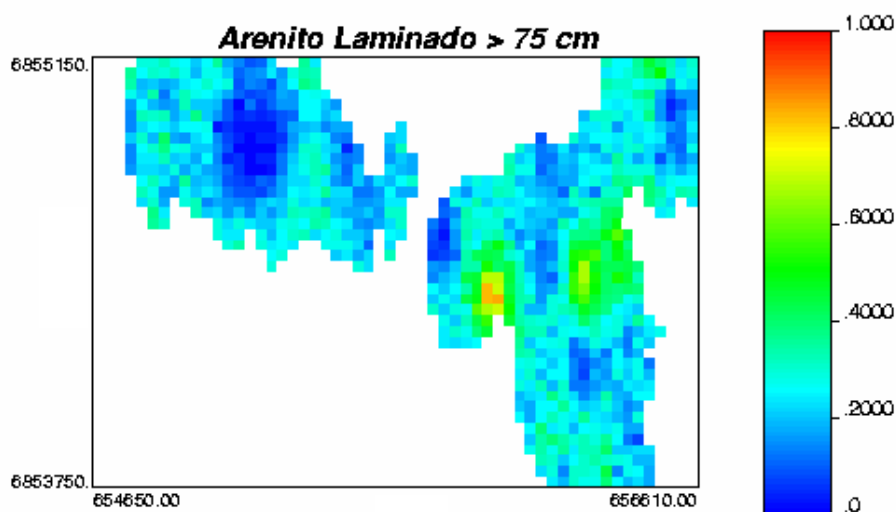


Figura 4.7. Mapa de probabilidade do teto imediato formado pela Unidade 1 ser maior que 0,75 metros.

Essa abordagem permite analisar a espessura da Unidade 1 de maneira probabilística, confrontando com o padrão de suporte de teto atualmente utilizado. Dessa forma, pode-se propor com maior segurança a alteração do comprimento do parafuso ou do sistema de sustentação nas regiões onde a espessura da camada menos competente ultrapasse o limite proposto. As cores frias do mapa (azul) mostram que a probabilidade da espessura do arenito laminado ser maior que 0,75 m é inferior a 25%, revelando que nesses locais o sistema de sustentação por suspensão está adequado. Entretanto, para as cores verde, amarelo e vermelho do mapa, a probabilidade da espessura da camada de arenito laminado ser maior que 0,75 m aumenta. Para esses casos, em que a incerteza dos valores de espessura é maior, a obtenção de novas informações (sondagens) é imprescindível para aumentar o grau de confiança dos resultados, o que é determinante no julgamento sobre a manutenção ou a troca do sistema de suporte.

Após serem determinadas as duas unidades presentes na mina, analisou-se a existência de estruturas geológicas. Nos trabalhos de campo realizados na Mina Barro Branco, observou-se a presença de dois conjuntos estruturais (laminação horizontal plano-paralela e falhamentos), dando origem a seis situações distintas passíveis de serem encontradas na mina. A determinação do espaçamento dos planos de estratificação do arenito laminado foi realizada pela análise dos testemunhos de sondagem. O resultado dessa análise mostra que o espaçamento médio das lâminas de siltito que intercalam o arenito é de 4 centímetros. Por outro lado, o espaçamento e a persistência das falhas normais, que ocorrem esparsamente no maciço rochoso, foram avaliados durante as visitas à mina. A Figura 4.8 mostra seis desenhos esquemáticos das diferentes ocorrências do teto imediato, conforme segue:

- Teto imediato formado totalmente por arenito maciço (Unidade 2), exibindo apenas falhas esparsamente distribuídas apesar da sua persistência considerável (Figura 4.8a);
- Teto imediato formado totalmente por arenito maciço (Unidade 2), não apresentando falhas ou juntas de nenhuma natureza (Figura 4.8b);
- Teto imediato formado totalmente ($> 0,75$ m) por arenito laminado e/ou siltito (Unidade 1), apresentando além da estratificação horizontal formado por pequenas lâminas de siltito intercaladas, falhas normais que cortam o maciço (Figura 4.8c);
- Teto imediato formado totalmente ($> 0,75$ m) por arenito laminado e/ou siltito (Unidade 1), apresentando apenas a estratificação horizontal (Figura 4.8d);
- Teto imediato formado pela Unidade 1 com espessura até 0,75 m, apresentando além da estratificação horizontal, falhas normais que cortam o maciço. Acima do teto imediato encontra-se a camada competente (Unidade 2) (Figura 4.8e);
- Teto imediato formado pela Unidade 1 com espessura até 0,75 m, apresentando apenas a estratificação horizontal. Acima do teto imediato encontra-se a camada competente (Unidade 2) (Figura 4.8f).

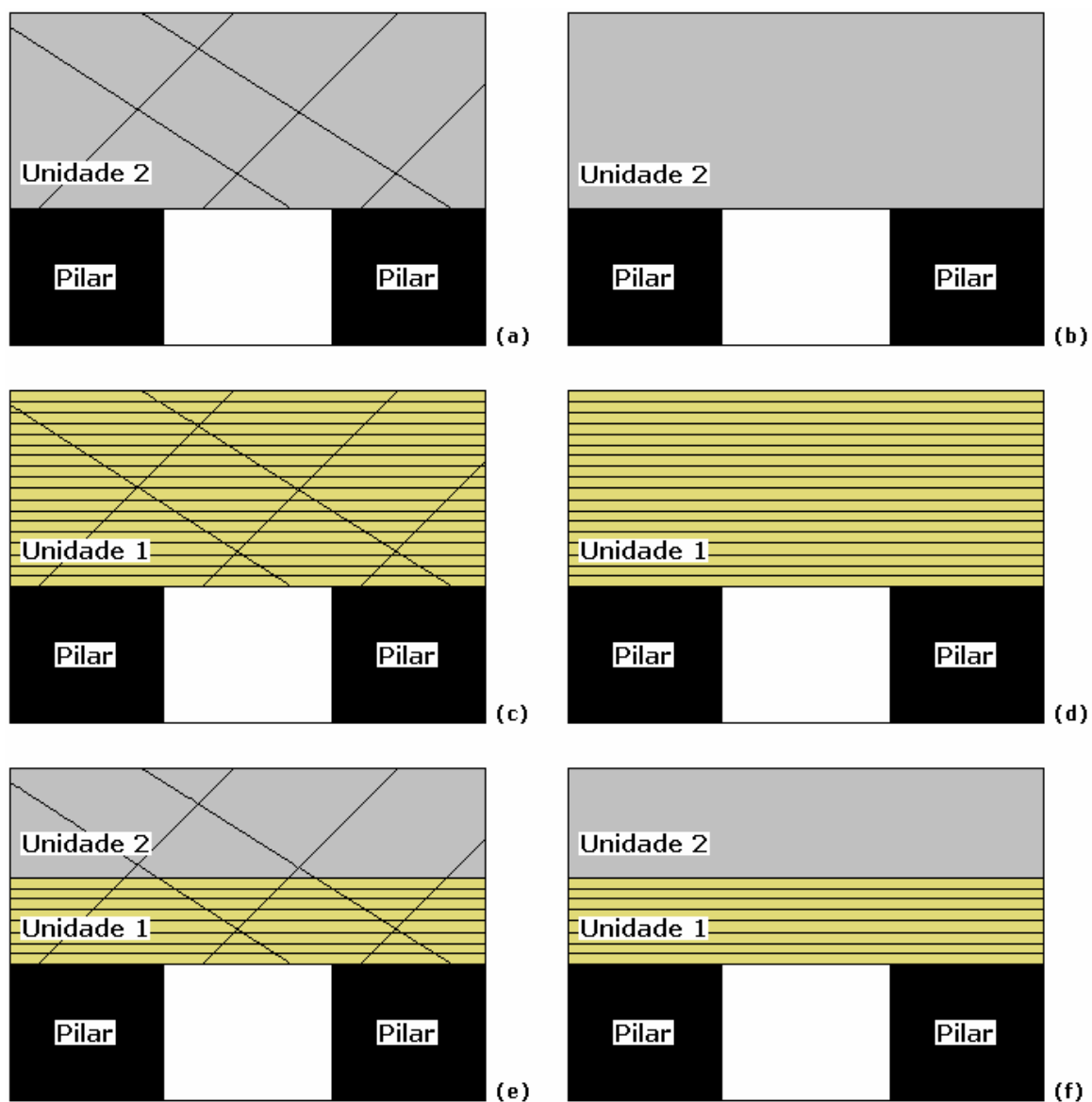


Figura 4.8. Situações de teto imediato encontrado na Mina Barro Branco.

A rugosidade da superfície das discontinuidades, laminação e falhamentos, foi determinada *in situ*, comparando as feições vistas em campo com o desenho da Figura 4.9. A coesão ao longo das estratificações ou das falhas foi verificada conforme determina o método CMRR e também a partir das características do preenchimento das juntas.

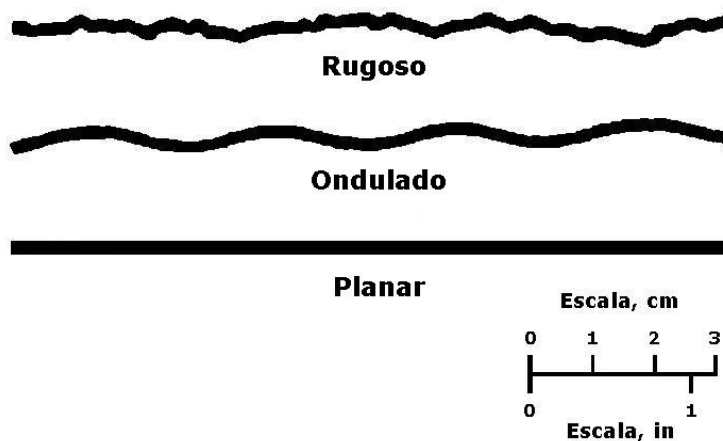


Figura 4.9. Guia visual para classificação da rugosidade das superfícies das descontinuidades (Molinda & Mark, 1994).

O índice da resistência à compressão foi determinado a partir dos valores obtidos dos testes de carga pontual (ANON, 1985), tornando mais precisa a aquisição deste parâmetro. As tabelas do Anexo E mostram os resultados dos ensaios. A sensibilidade à umidade foi conduzida de acordo com as normas estabelecida pelo método, utilizando amostras de mão das duas unidades para o teste de imersão. O peso RRw foi calculado para as seis situações encontradas na mina e o valor do CMRR final é estimado acrescentando-se os índices dos ajustamentos para camada forte, contato entre as unidades, água subterrânea e sobrecarga.

4.5. Cálculo do CMRR

Como já foi mencionado, o CMRR é um sistema aplicado à classificação geomecânica do maciço rochoso que forma o teto das minas subterrâneas de carvão. O cálculo do CMRR inicia determinando-se o valor referente à qualidade de cada família de descontinuidade dentro da unidade. A resistência ao cisalhamento (coesão e rugosidade) e a intensidade (espaçamento e persistência) são somadas para obter-se o índice individual da descontinuidade. O sistema de planos de fraqueza mais significativo a ser considerado na

avaliação da competência do maciço, segundo CMRR, é aquele com menor valor individual.

As tabelas a seguir apresentam um resumo das informações reunidas durante as pesquisas em campo. A Tabela 4.1 mostra a Unidade 1 com as duas famílias de descontinuidades (laminação e falhas), embora ela possa aparecer apenas com a estratificação horizontal. A Tabela 4.2 exibe as características geológicas e geomecânicas da Unidade 2, ainda que as falhas normais possam não estar presente.

Tabela 4.1. Características geológicas e geomecânicas da Unidade 1.

Unidade 1: Arenito Laminado		
Coesão	Moderada (Laminação)	Fraca (Falhas)
Rugosidade	Planar (Laminação)	Ondulada (Falhas)
Espaçamento	< 0,06 m (Laminação)	> 1,8 m (Falhas)
Persistência	> 9 m (Laminação)	> 9 m (Falhas)
Resistência da rocha	21 a 55 MPa	
Sensibilidade à Umidade	Levemente sensível	
Água Subterrânea	Gotejamento intenso nas falhas	

Tabela 4.2. Características geológicas e geomecânicas da Unidade 2.

Unidade 2: Arenito Maciço	
Coesão	Fraca (Falhas)
Rugosidade	Ondulada (Falhas)
Espaçamento	> 1,8 m (Falhas)
Persistência	> 9 m (Falhas)
Resistência da rocha	21 a 55 MPa
Sensibilidade à Umidade	Não é sensível
Água Subterrânea	Gotejamento intenso nas falhas

Com base nas informações exibidas nas tabelas acima, executou-se o cálculo do CMRR para cada caso mencionado. A demonstração desses cálculos encontra-se no Anexo F. O resultado final do CMRR obtido para cada uma das seis possíveis situações encontradas na mina está representado no esquema da Figura 4.10.

CASO 1

Teto imediato formado pela Unidade 2, com falhas.



$$\text{CMRR} = 58$$

$$* \text{CMRR} = 52$$

CASO 2

Teto imediato formado pela Unidade 2, sem falhas.

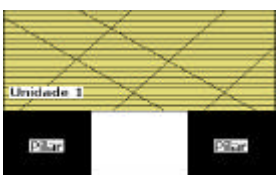


$$\text{CMRR} = 85$$

$$* \text{CMRR} = 81$$

CASO 3

Teto imediato formado pela Unidade 1, com falhas.

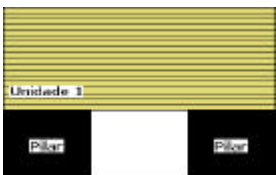


$$\text{CMRR} = 37$$

$$* \text{CMRR} = 30$$

CASO 4

Teto imediato formado pela Unidade 1, sem falhas.

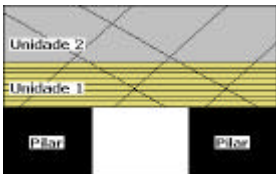


$$\text{CMRR} = 46$$

$$* \text{CMRR} = 41$$

CASO 5

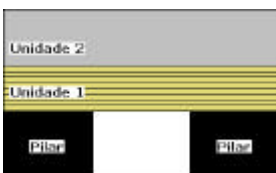
Teto da mina formado pela Unidade 1 e pela Unidade 2, com falhas.



Unid. 1 (m)	CMRR	*CMRR
(A) 0.15	53	42
(B) 0.75	45	36

CASO 6

Teto da mina formado pela Unidade 1 e pela Unidade 2, sem falhas.



Unid. 1 (m)	CMRR	*CMRR
(A) 0.15	79	71
(B) 0.75	62	56

* CMRR final aplicando-se o fator de redução devido ao desmonte com explosivos.

Figura 4.10. Valores finais do CMRR (originais e ajustados) para os seis casos.

Para cada caso analisado aplicou-se o ajuste de redução devido ao desmonte sugerido por Bieniawski (1989). Esse ajuste não pertence à metodologia do CMRR, pois os autores partem do princípio de que o desmonte é realizado mecanicamente sem a utilização de explosivos, sendo então um fator que não interfere na qualidade do maciço rochoso e na estabilidade das escavações subterrâneas. Entretanto, as minerações de carvão em subsolo de Santa Catarina operam utilizando explosivos no processo de fragmentação do

carvão interferindo na estabilidade do maciço em torno da abertura, gerando novos planos de fraquezas e reativando as falhas pré-existentes.

Zingano (2002) garante que os danos causados pelo desmonte com explosivos na estrutura dos pilares em minas subterrâneas de carvão são consideráveis, aplicando o fator de redução máximo sugerido por Bieniawski (1989). Entretanto, o referido autor não faz menção sobre os danos causados pela utilização de explosivos nas rochas do teto e piso imediato das galerias. Cummings et al. (1982) e Kendorski et al. (1983) *in* Bieniawski (1989) apresentam um critério que relaciona as condições e os métodos de desmonte ao grau de redução devido ao dano causado nas rochas encaixantes. Os fatores multiplicadores variam de 0,8 para utilização inadequada de explosivos a 1,0 para desmonte mecânico. Nesse trabalho, o critério adotado para determinar o fator de ajuste devido ao desmonte tem como base as características estruturais de cada unidade. Quanto o melhor for a qualidade estrutural do maciço (poucas fraturas), menor será a interferência do explosivo na qualidade do teto das galerias. A Tabela 4.3 apresenta o fator multiplicador empregado no ajuste do CMRR original.

Tabela 4.3. Ajuste para os danos causados pelo desmonte.

Condição	Fator de Ajuste
CASO 1	0,90
CASO 2	0,95
CASO 3	0,80
CASO 4	0,90
CASO 5	0,80
CASO 6	0,90

Outra análise realizada está relacionada à espessura do teto imediato representado pela Unidade 1. Conforme mostra a Figura 4.9, caso 5 e caso 6, o CMRR foi calculado quando a espessura do arenito laminado é mínima (0,15 m) e quando o arenito laminado alcança a espessura limite de 0,75 metros. Com base nos resultados obtidos é possível estimar um padrão de suporte caracterizado para cada circunstância. O Capítulo 5 apresenta detalhadamente, com base nas formulações indicadas pelo método, os cálculos e sugestões de suporte de teto para a Mina Barro Branco.

Capítulo 5

Sugestão para Suporte de Teto

Estudos mostram que rupturas e caimentos são raros quando o teto é competente e a tensão é baixa, até mesmo quando empregado um sistema de atirantamento que demande pouco esforço. Dessa forma, a função principal dos parafusos de teto é aumentar a resistência estrutural do maciço rochoso e ajudá-lo a se auto-suportar (Mark et al., 2001).

Nesse capítulo, será realizada uma análise dos índices de CMRR calculados, aplicando-se as fórmulas empíricas para projetos de suporte de teto apresentadas no Capítulo 3. Nessa fase da dissertação, será comparado o sistema de sustentação vigente na mina com o sistema proposto pelo CMRR. A análise dos resultados serve como diretriz para estimativas preliminares da largura máxima admissível das galerias, e do comprimento e capacidade de carga mínimos dos parafusos para cada condicionamento geomecânico encontrado na mina.

5.1 Cálculo da Largura das Galerias

A largura das galerias é fator importante para manutenção da estabilidade do maciço rochoso que forma o teto imediato. Em minas subterrâneas de carvão, que operam pelo método câmara e pilares, a situação

torna-se mais crítica nos cruzamentos das galerias, onde ocorrem as maiores incidências de caimentos de teto.

A partir da largura das aberturas subterrâneas praticadas na mina, pode-se estimar a distância da diagonal no cruzamento de duas galerias (Is). A largura projetada para as galerias da Mina Barro Branco é de 5 m representando uma diagonal de 7,07 m, embora a prática demonstre que esses valores variam significativamente. Por esta razão, realizou-se a coleta de informações referente às medidas das larguras das diagonais no cruzamento das galerias da mina. O resultado dessa análise está representado na Figura 5.1. Nota-se que a discrepância entre os valores é relativamente grande, variando de 7,55 a 10,45 metros. As medidas representam a média da soma das duas diagonais em um determinado cruzamento.

Ao considerar a média dos dados amostrados (8,89 m), observa-se que a diagonal na interseção das galerias também é elevada à estimada no projeto. Esse aumento do vão das galerias nos cruzamentos é justificado em função das imperfeições e dos danos causados pelo desmorte. Outro fator que determina essa variação é a presença de falhas normais que cortam a camada de carvão, originando a formação de blocos em forma de cunha favorecendo o seu caimento nos cantos dos pilares.

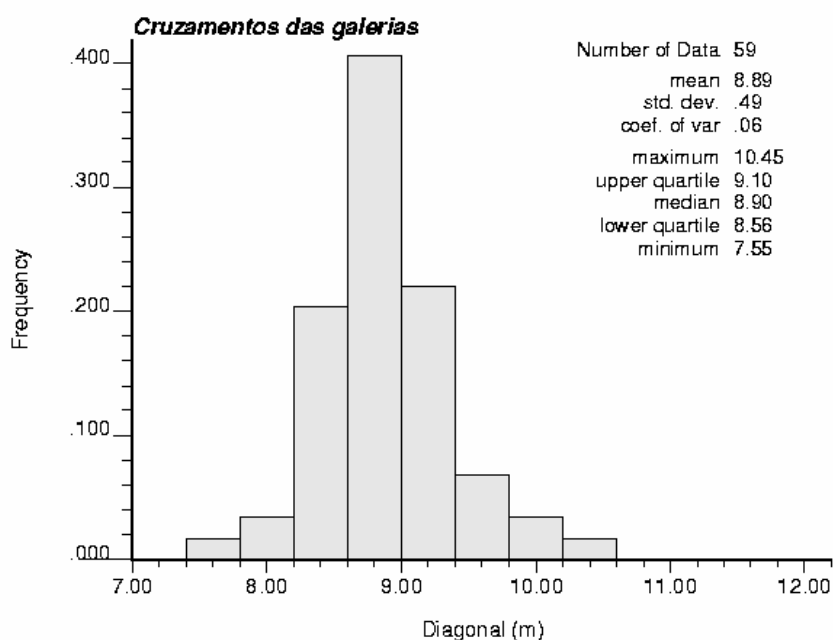


Figura 5.1. Análise da medida do comprimento da diagonal no cruzamento das galerias na Mina Barro Branco.

O método CMRR sugere, em função da qualidade do maciço rochoso (Equação 3.12), a distância máxima permitida da diagonal traçada entre dois pontos opostos em uma interseção de galerias (I_{sG}). A comparação entre os valores reais da mina com os resultados obtidos da equação pode ser apreciada nas tabelas a seguir. A Tabela 5.1 apresenta informações referentes ao praticado na Mina Barro Branco. As Tabelas 5.2 e 5.3 mostram os valores calculados a partir do CMRR original e quando o CMRR é ajustado devido à utilização de explosivos, respectivamente.

Tabela 5.1. Dimensões praticadas na Mina Barro Branco.

	I_s (m)	Largura da galeria (m)
Dimensões de projeto	7,07	5,00
Média das amostras	8,89	6,29
Valor mínimo amostrado	7,55	5,34
Valor máximo amostrado	10,45	7,39

Tabela 5.2. Valores de I_{sG} obtidos a partir do CMRR original.

	CMRR	I_{sG} (m)	Lado (m)
CASO 1	58	10,69	7,56
CASO 2	85	12,83	9,07
CASO 3	37	9,03	6,38
CASO 4	46	9,74	6,89
CASO 5A	53	10,30	7,28
CASO 5B	45	9,66	6,83
CASO 6A	79	12,36	8,74
CASO 6B	62	11,01	7,78

Tabela 5.3. Valores de I_{sG} obtidos a partir do CMRR ajustado.

	CMRR	I_{sG} (m)	Lado (m)
CASO 1	52	10,22	7,22
CASO 2	81	12,52	8,85
CASO 3	30	8,47	5,99
CASO 4	41	9,35	6,61
CASO 5A	42	9,42	6,66
CASO 5B	36	8,95	6,33
CASO 6A	71	11,72	8,29
CASO 6B	56	10,53	7,45

Ao confrontar as dimensões reais das aberturas da mina e às sugeridas a partir dos cálculos (Figura 5.2), observa-se que a largura máxima admissível das galerias nas interseções é determinada em função da qualidade do maciço. Quanto maior for o vão nos cruzamentos maior deverá ser a qualidade do teto imediato.

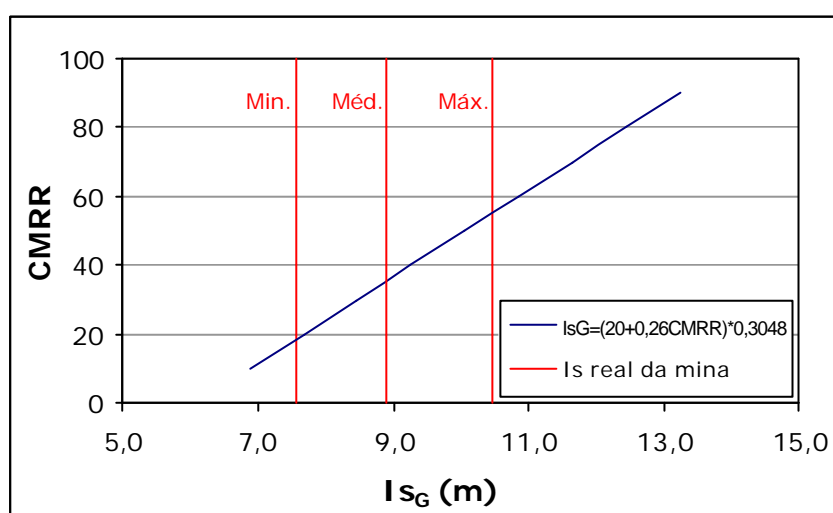


Figura 5.2. Largura da diagonal nos cruzamentos das galerias.

De acordo com os dados praticados na mina, para o vão que alcançar ou ultrapassar 10,45 m de diagonal, o CMRR mínimo requerido é 55. Esse valor de CMRR só é atingido nos casos 1, 2, 6A e 6B. Quando a análise é feita para o CMRR ajustado devido ao desmonte com explosivo, apenas os casos 2 e 6A é que atendem a exigência. O caso 3 apresenta a situação mais crítica, apresentando o menor CMRR e conseqüentemente a menor distância permitida da diagonal nas

interseções das galerias, sendo inferior à distância média realizada na mina. A Mina Barro Branco apresenta uma ocorrência de caimento de teto em virtude do aumento do vão, atribuído pela ruptura de blocos de carvão que formavam o pilar naquele cruzamento. O Is médio medido no local chegou a 13 metros para uma qualidade de teto representado pelo CMRR do caso cinco.

5.2 Cálculo do Comprimento dos Parafusos de Teto

A determinação do comprimento dos parafusos é um parâmetro crítico a ser considerado em projetos de suporte de teto para minas de carvão. As seções 2.2 e 2.3 do Capítulo 2 apresentam os tipos de parafusos e mecanismos de sustentação usualmente empregados nas minerações. Apesar de haverem diversas opções para escolha do suporte, a Equação 3.13 apresentada no Capítulo 3 serve como guia para seleção preliminar do comprimento de parafuso exclusivamente relacionados com o mecanismo de sustentação com formação de viga (armante). Essa equação incorpora os principais fatores em projetos de suporte de teto: largura nos cruzamentos, espessura de cobertura e a competência estrutural do maciço. A condição exigida para aplicação das formulações de Mark et al. (2001), para produzir uma boa ancoragem, é assegurar que os parafusos estejam completamente resinados.

A Mina Barro Branco emprega de maneira uniforme em toda sua área de produção parafusos de 1,20 m de comprimento. O mecanismo de suporte por suspensão é adotado em todo perímetro da mina independente das particularidades, em que a espessura da camada a ser suspensa extrapola o tamanho do parafuso empregado, tornando o sistema ineficaz. A partir dos resultados de CMRR apresentados no Capítulo 4 é possível estimar novos protótipos de chumbadores de teto. O memorial de cálculos referente a esse dimensionamento encontra-se em tabelas do Anexo G. Para visualização dos resultados, geraram-se gráficos comparativos do comprimento do parafuso em função da espessura de cobertura e do vão na interseção das galerias para cada CMRR (Figura 5.3 a Figura 5.10). Para uma análise mais concreta da situação da mina, representaram-se graficamente apenas os casos do CMRR ajustado, baseado no fato de que todo o processo de desmonte do carvão é realizado com explosivos.

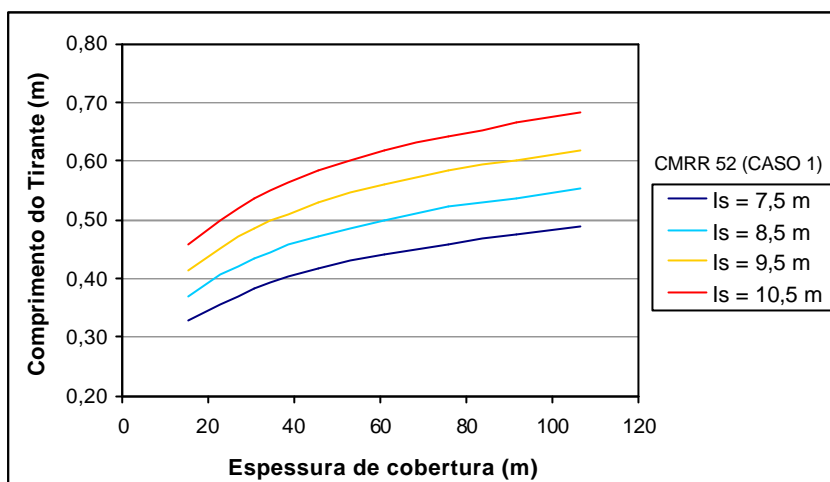


Figura 5.3. Comprimento dos parafusos para o CASO 1.

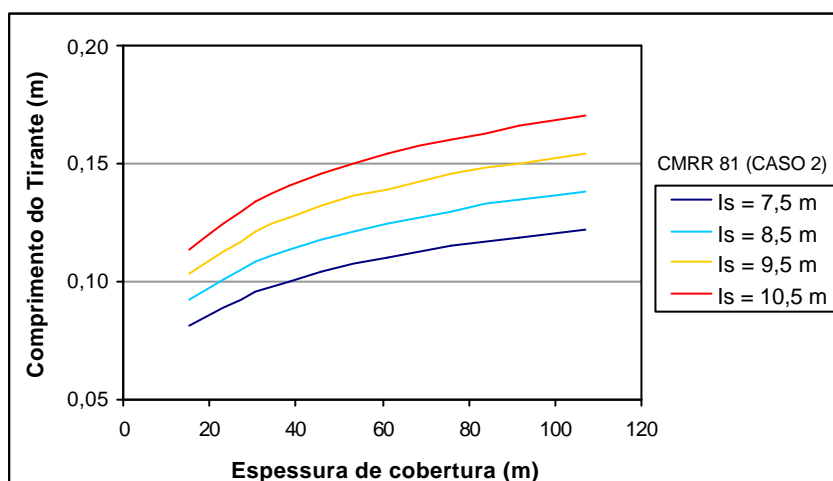


Figura 5.4. Comprimento dos parafusos para o CASO 2.

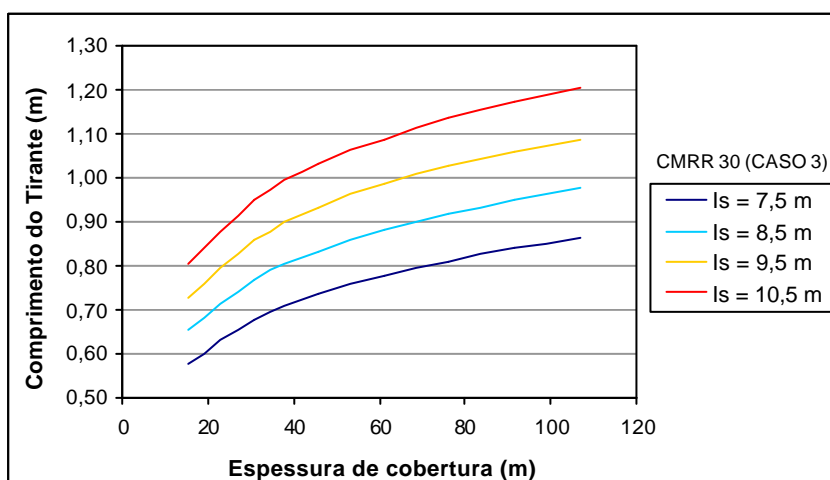


Figura 5.5. Comprimento dos parafusos para o CASO 3.

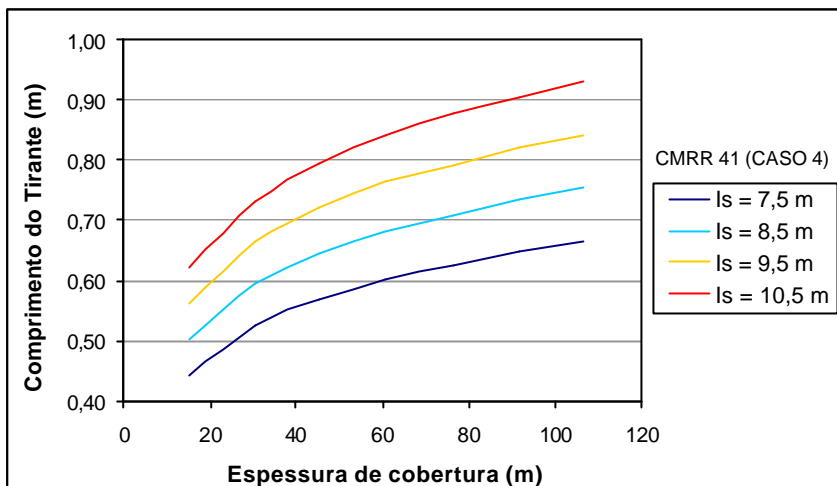


Figura 5.6. Comprimento dos parafusos para o CASO 4.

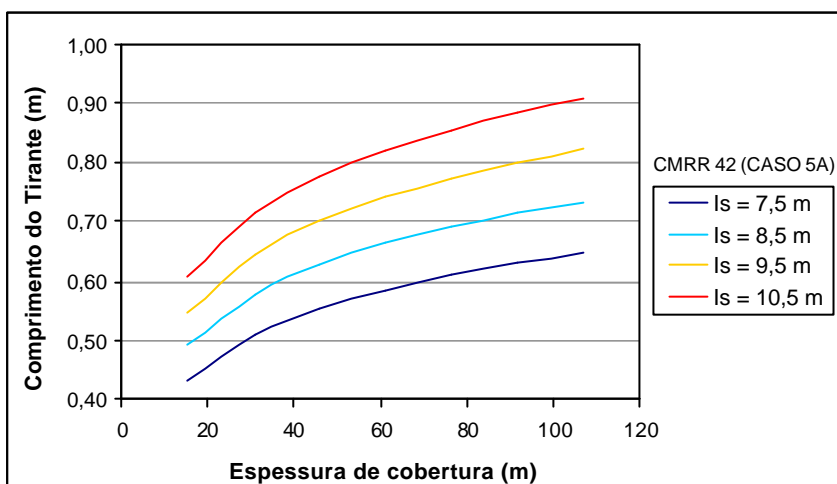


Figura 5.7. Comprimento dos parafusos para o CASO 5A.

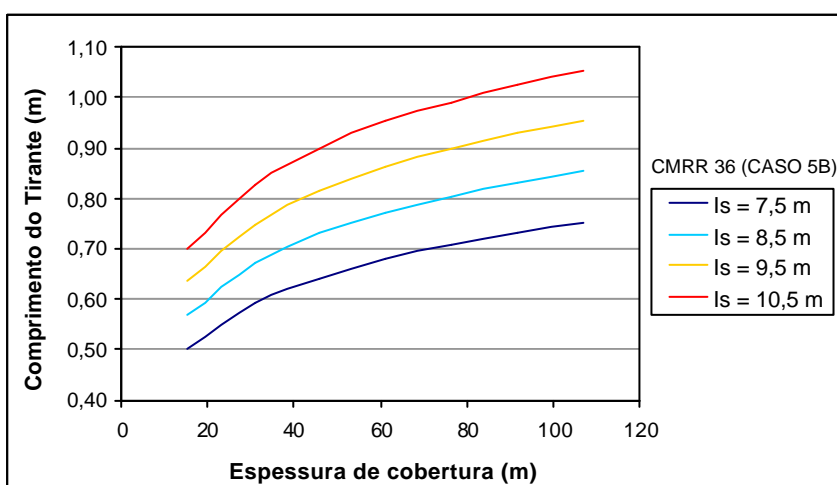


Figura 5.8. Comprimento dos parafusos para o CASO 5B.

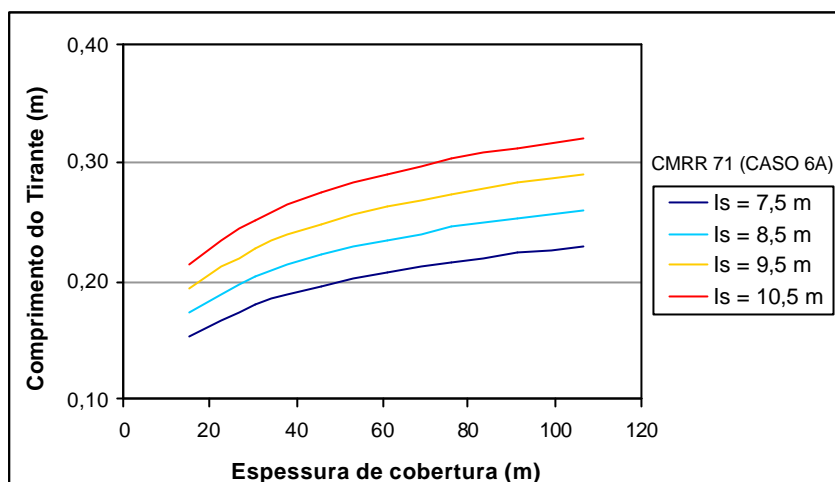


Figura 5.9. Comprimento dos parafusos para o CASO 6A.

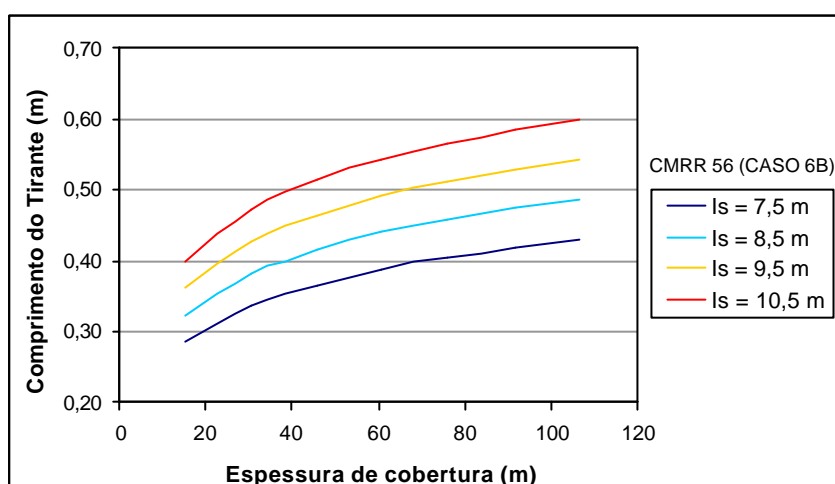


Figura 5.10. Comprimento dos parafusos para o CASO 6B.

Uma análise generalizada do problema mostra que os parafusos variam seu comprimento de 0,08 m para a melhor condição possível (CASO 2) a 1,2 m para condições de CMRR, l_s e cobertura mais desfavoráveis (CASO 3). A apreciação detalhada pode ser realizada examinando-se cada caso individualmente.

Os casos 1 e 2 do CMRR são formados apenas pela Unidade 2 (arenito maciço), os quais apresentam boa competência estrutural. Quando ocorre a presença de falhas no maciço (CASO 1), o método sugere parafusos com aproximadamente 0,70 m para situações em que o vão no cruzamento de galerias seja de 10,5 m e para espessuras de cobertura superiores a 100 metros. O emprego desses parafusos tem como objetivo ancorar eventuais

blocos no teto formados pelo cruzamento de falhas ou para reforçar a resistência ao cisalhamento na superfície desses planos que cortam o maciço. A percepção das reais condições de um determinado local da mina é que diagnosticará se o comprimento de parafuso sugerido é adequado. Na ausência de falhas no teto e mantendo-se as características da Unidade 2 (CASO 2), a função do parafuso é sutil, atingindo apenas 0,17 m para as circunstâncias mais adversas da mina.

Por outro lado, os casos 3 e 4 do CMRR reúnem as piores referências quanto à qualidade de teto. Formados apenas pela Unidade 1 (arenito laminado), a qualidade dessa categoria é significativamente afetada à presença de falhas (CASO 3). Nesse caso, o método sugere parafusos com até 1,20 m para situações em que o vão no cruzamento de galerias seja de 10,5 m e a para espessuras de cobertura superiores a 100 metros. O emprego desses parafusos tem como objetivo evitar a flambagem do teto e conseqüentemente o movimento lateral dos estratos formados pela laminação do arenito ou pelas falhas, criando uma estrutura única (viga), aumentando a resistência à coesão e ao atrito dos planos de fraqueza. Na ausência de falhas no teto e mantendo-se as propriedades da Unidade 1 (CASO 4), os parafusos tendem a ser ligeiramente menores, com 0,93 m para o pior arranjo físico da mina.

Os casos 5 e 6 do CMRR e suas variantes, representam um misto entre as unidades 1 e 2. Os gráficos das Figuras 5.7 e 5.8 mostram que o comprimento do parafuso não se altera significativamente quando o CMRR muda de 42 (CASO 5A) para 36 (CASO 5B), embora a espessura da Unidade 1 tenha variado expressivamente. Esse fato reforça a consideração de que os resultados obtidos da formulação sugerida pelo método realmente têm a função de formar uma viga de auto-sustentação. Nesse exemplo, o comprimento do parafuso varia de 0,43 a 0,91 m para situação inicial em que a Unidade 1 tem 0,15 m de espessura (CASO 5A) e varia de 0,50 a 1,05 m quando a Unidade 1 eleva-se para 0,75 m (CASO 5B). A partir do momento em que a espessura da Unidade 1 ultrapassar os 0,75 m, a classificação do maciço que forma o teto da mina passa à classe denominada de CASO 3, devido à ausência do efeito da camada forte.

A mesma análise é realizada para o caso seis. A única diferença do CMRR calculado atribuí-se à inexistência de falhamentos no teto. Nesse caso, a

qualidade do maciço mostrado pelo CMRR apresenta-se ligeiramente fortalecido. A propriedade responsável por esse incremento tem como origem o fato de considerar o arenito maciço como uma rocha intacta desprovida de falhas, dando-lhe valor máximo para os quesitos resistência ao cisalhamento e intensidade das descontinuidades, interferindo decisivamente no cálculo dos parafusos. Outro parâmetro afetado é o ajuste devido à presença de água no maciço. De acordo com as condições da mina, a água somente surge nos locais onde existam falhas. Nessa situação, o comprimento do parafuso varia de 0,15 a 0,32 m em que a Unidade 1 tem 0,15 m de espessura (CASO 6A) e varia de 0,29 a 0,60 m quando a Unidade 1 eleva-se para 0,75 m (CASO 6B). Conforme o caso anterior, a partir do momento em que a espessura da Unidade 1 ultrapassar os 0,75 m, a classificação do maciço que forma o teto da mina passa à classe denominada de CASO 4.

5.3 Cálculo da Carga no Parafuso

Conforme mencionado, à função de prover ao maciço rochoso maior resistência requer do parafuso uma certa competência de suportar as solicitações exigidas. Diversos autores expressam essa grandeza: Obert & Duvall (1967) na Equação 2.1, Barton et al. (1974) nas Equações 3.8 e 3.9, Unal (1983) a partir da Equação 3.2 e Mark et al. (2001) por meio da Equação 3.14. Os últimos determinam a intensidade de suporte real (PRSUP), a partir do comprimento e capacidade de carga do parafuso e da disposição do mesmo no teto. O PRSUP é, portanto, a carga suportada por unidade de comprimento do parafuso.

Os parafusos da Mina Barro Branco são instalados pontualmente com resina, de maneira que testes de arrancamento revelam que a ancoragem resiste em média a 12,7 t de carga. A capacidade de carga ou a resistência à tração do parafuso é um pouco inferior, chegando a 12 t para o aço utilizado na sua fabricação. A comparação dos resultados mensurados nos testes com o PRSUP real da mina (Tabela 5.4) mostra o bom desempenho do sistema de ancoragem. As informações para o cálculo e o valor da carga nos chumbadores estão baseadas nas medidas praticadas pela empresa.

Tabela 5.4. Padrão atual do sistema de suporte da Mina Barro Branco.

Parâmetro	Valor
Comprimento do parafuso (L_B)	1,05 m
Número de parafusos por linha (N_B)	4
Capacidade de carga do parafuso (C)	12 t
Espaçamento entre as linhas de parafusos (S_B)	1,2 m
Largura da galeria (W_e)	5 m
PRSUP	8,4 t/m

A metodologia utilizada para cálculo do $PRSUP_G$, capacidade de carga mínima sugerida por unidade de comprimento de parafuso (Equação 3.15), baseia-se na distribuição de tensões, representada pela espessura de cobertura, e pela qualidade do maciço rochoso que forma o teto obtida a partir do CMRR. O $PRSUP_G$ requerido aumenta à medida que o valor do CMRR decresce e a profundidade da camada aumenta. Entretanto, quando o CMRR atinge valores elevados e a cobertura no local analisado é pequena, o $PRSUP_G$ tende a zero.

Com o intuito de aprimorar o cálculo do $PRSUP_G$, Mark et al. (2001) propõem uma formulação que englobe todos os parâmetros relevantes em projetos de suporte de teto segundo a Equação 3.16. Apesar do incremento de parâmetros como o fator de estabilidade (SF) e a diferença entre Is_G sugerido e o Is real, não há uma coerência dos resultados para certas situações. As tabelas no Anexo G mostram os valores obtidos nas duas equações, relatando essa tendência. Um exemplo característico é observado quando são comparados os $PRSUP_G$ das duas expressões para os CMRR_s 30 (CASO 3) e 36 (CASO 5B). Essa avaliação evidencia uma redução significativa na magnitude do $PRSUP_G$ quando a diferença entre o vão de galeria sugerido e o real ($Is_G - Is$) tende a zero. Os casos históricos e a prática na Mina Barro Branco provam que as ocorrências desfavoráveis, as quais demandam maior capacidade de suporte, ocorrem justamente quando o espaço vazio criado no cruzamento de galerias é próximo ou superior ao sugerido pelo método.

Dessa forma, o gráfico da Figura 5.11 representa as grandezas estimadas apenas pela Equação 3.15, com o CMRR ajustado devido ao desmonte com explosivos. Os valores negativos de $PRSUP_G$ mostrados nas

tabela revelam que a capacidade de carregamento requerida dos parafusos é mínima. Nesses casos, o método recomenda um $PRSUP_G$ de 4,5 t/metro.

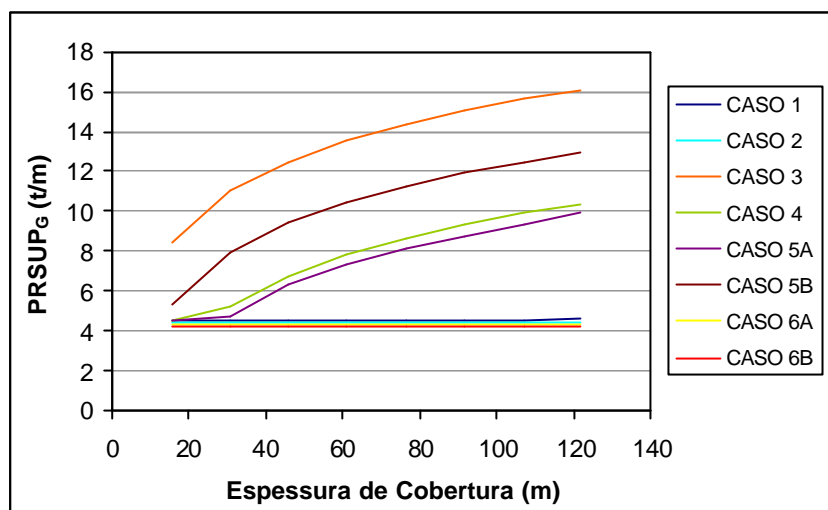


Figura 5.11. Capacidade de suporte requerida por comprimento de parafuso (avaliação realizada com o CMRR ajustado).

Segundo o gráfico, quando o CMRR atinge valores elevados (CASO 1, 2, 6A e 6B) a solicitação sobre os parafusos é mínima. Para espessuras de cobertura que variam de 20 – 80 m, esses CMRR_s indicam a necessidade de $PRSUP_G$ de 4,5 t/metro. Os casos 4 e 5A apresentam uma variação crescente do $PRSUP_G$ de acordo com a evolução da profundidade da camada. Para uma cobertura de 80 m o $PRSUP_G$ sugerido é aproximadamente 9 t/m, para as duas situações. A importância da capacidade de suporte do parafuso eleva-se significativamente nos casos 3 e 5B com valores de 14,5 t/m e 11,5 t/m respectivamente, para espessura de cobertura máxima presumível na mina.

Portanto, o sistema atual de suporte na mina, ainda que seja de qualidade, mostra que a capacidade de carregamento dos parafusos em determinadas circunstâncias é inferior ao estipulado pelo método. Para os casos com menor valor de CMRR (CASO 3 e 5B) a ancoragem vigente não atende as exigências mínimas indicadas pelo CMRR, inclusive quando comparado com o valor representado pelos testes de arrancamento. Contudo, essa adversidade pode ser sanada quando o parafuso for resinado em toda sua extensão como sugerem os autores, juntamente com a manipulação de novas ligas metálicas tornando o aço mais resistente à tração.

Capítulo 6

Conclusões

Nessa seção são evidenciadas as considerações finais relacionadas à dissertação. É apresentado um breve relato em torno da meta e dos objetivos propostos, bem como, a discussão sobre os resultados obtidos e sua aplicabilidade aos carvões brasileiros. Também são sugeridas algumas proposições para trabalhos futuros e recomendações a respeito da aplicação da metodologia mencionada nesse estudo.

6.1 Considerações Finais

Sabe-se que o sistema de suporte de teto das carboníferas Sul-catarinense é dimensionado em função da geometria da escavação, desconsiderando, na maioria das vezes, as características geomecânicas das camadas sotopostas ao carvão. Nesse contexto, a presente dissertação demonstra a aplicação de um método de classificação geomecânica específica para rochas sedimentares que formam o teto das minas de carvão, o CMRR.

A meta proposta, de verificar se o padrão de suporte de teto atualmente empregado na Mina Barro Branco apresenta-se adequado às distintas condições geológicas e geomecânicas do maciço rochoso que compõe o teto imediato da mina foi cumprida. A análise dos itens sugeridos para abordagem

do problema comparados com a prática adotada na mina, determina que o sistema atual de suporte de teto seja modificado, bem como, exige maior cuidado no processo de extração do carvão com explosivos. O escopo que conduziu esse trabalho foi dividido em três pontos básicos, conforme descritos a seguir:

(i) A geração do mapa de espessura do arenito laminado a partir da simulação estocástica proporcionou uma visão geral do teto imediato formado por essa litologia. O mapa da Figura 4.7 apresenta a probabilidade da espessura da Unidade 1 ser maior que 0,75 m. O valor considerado para análise baseia-se no comprimento do parafuso de teto utilizado na mina. Portanto, essa abordagem permite verificar se o mecanismo de sustentação por suspensão está cumprindo seu papel ou em que circunstâncias ele está inadequado. Quando a espessura do arenito laminado for superior a 0,75 m existem duas alternativas: aumenta-se o comprimento do parafuso para manter o mecanismo de suspensão, ou adapta-se o padrão de suporte do teto ao sistema de reforço por efeito viga, conforme sugerido pelo método CMRR.

(ii) A classificação geomecânica do teto da Mina Barro Branco possibilitou mapear as diferentes feições litológicas, as quais interferem na competência do maciço rochoso. Conseqüentemente, as características qualitativas e quantitativas das descontinuidades são os fatores mais importantes na estimativa da qualidade desse maciço. Dessa forma, a aplicação do CMRR demonstrou a existência de oito classes para o teto da mina. Os valores do CMRR ajustado variam de 30 a 81, mostrando a necessidade de cuidados diferenciados na execução da escavação e sustentação das vias subterrâneas. Com base nos índices obtidos, sugere-se uma nova proposta para reforçar o teto da mina, a fim de minimizar os riscos de caimentos em condições adversas e evitar gastos excessivos com suporte em situações geomecanicamente favoráveis. Portanto, as dimensões das estruturas de contenção devem ser apropriadas ao comportamento geomecânico do maciço.

(iii) De posse dos valores de CMRR dos oito casos definidos na mina, analisou-se qual o comprimento máximo admissível da diagonal nos cruzamentos das galerias, o comprimento mínimo dos parafusos e a intensidade de carregamento dos mesmos, comparando-os aos praticados pela empresa.

- O método CMRR sugere um valor máximo admissível para o vão das galerias nos cruzamentos (l_{s_G}) para cada caso analisado. A comparação dos valores reais com os calculados revela que a imperfeição do desmonte e a presença de falhas são os motivos para o surgimento das grandes extensões nas interseções das galerias. Dependendo do condicionamento geomecânico do local, essas ocorrências podem ocasionar ruptura do teto. Por exemplo, ao considerar o valor real médio do vão das galerias de 8,89 m, segundo o método, a condição torna-se temerosa para $CMRR_s$ inferiores a 35.

- A utilização de parafusos resinados é prática comum na sustentação dos estratos que formam o teto das minas de carvão de Santa Catarina, sendo de fundamental importância a determinação do padrão de suporte ideal para manter a estabilidade do maciço rochoso. A fórmula para o cálculo do tamanho do parafuso (L_B), parte do princípio que toda a extensão do parafuso deve estar completamente resinada. Os valores estimados pelo método revelam que os comprimentos dos parafusos, calculados para cada caso, são suficientes para fortalecer as camadas do teto por meio da formação de uma estrutura rígida (efeito viga). Os resultados obtidos dessa análise mostram nitidamente que pode-se empregar padrões de suporte de teto diferenciados, com tamanhos de parafusos variados às distintas qualidades de teto encontradas na mina.

- O sistema atual de suporte prevê que a capacidade de carregamento dos parafusos em determinadas circunstâncias é inferior ao estipulado pelo método. Portanto, casos em que a qualidade do teto é deficiente e a profundidade da camada aumenta, o valor real medido (testes de arrancamento) será insuficiente para manter a estabilidade do maciço. Contudo, esse valor tende a aumentar quando o parafuso for resinado em toda sua extensão. A tendência observada nos cálculos das dimensões dos chumbadores mostra que os menores comprimentos estão relacionados às melhores condições geomecânicas, ocorrendo o mesmo para a capacidade de carga requerida nos parafusos ($PRSUP_G$). Para os casos geomecanicamente favoráveis o método indica um $PRSUP$ mínimo de 4,5 t/metro.

Em suma, os acidentes associados a caimentos de rochas são poucos, presentes apenas em situações onde o vão livre torna-se muito largo, ou quando a ancoragem possui capacidade de carga e comprimento de parafuso inadequados.

6.2 Recomendações e Trabalhos Futuros

Essa dissertação propôs uma nova concepção para projetos de suporte de teto para as minerações subterrâneas de carvão de Santa Catarina. O CMRR, desenvolvido pelo U.S. Bureau of Mines, é um método de classificação geomecânica concebido para os carvões americanos, e para o seu processo produtivo utilizado naquelas minas.

O assunto, por ser inédito no Brasil, exige dos seus usuários certos cuidados na interpretação dos resultados obtidos. Fatores como o desmonte com explosivos, inerente à produção de carvão no sul do país, não estão inclusos no cálculo do CMRR. Com vistas tanto à aplicabilidade como ao aprimoramento da metodologia empregada nesse estudo, é recomendável para trabalhos futuros a mensuração e o conhecimento de quesitos relacionados ao tema. Alguns desses estudos são:

- Quantificar os danos causados pelo desmonte com explosivo, e verificar o seu efeito no comportamento geomecânico do teto nas minerações subterrâneas de carvão em Santa Catarina;
- Estimular estudos para definir uma correlação do CMRR com outros métodos geomecânicos de classificação de maciços rochosos (RMR, Sistema Q), a fim de obter maiores subsídios para o planejamento da lavra e para definir com maior segurança projetos de suporte de teto;
- Monitoramento e reconciliação dos valores sugeridos pelo método a partir do acompanhamento de situações reais em que se empregou o novo sistema de sustentação, com o intuito de verificar a proporcionalidade de sucessos e de possíveis fracassos.

Referências Bibliográficas

- ABAD J., CELADA, B. CHACON, E., GUITIERREZ, V. & HIDALGO, E. 1983. *Application of Geomechanical Classification to Predict the Convergence of Coal Mine Galleries and to Design Their Supports*, In: Proceedings, 5th International Congress of Rock Mechanics, ISRM, Melbourne, Austrália, Vol.2, p. E15-E19.
- ANON. 1985. *Principais Depósitos Minerais do Brasil*, Textos Básicos de Geologia e Recursos Minerais de Santa Catarina, MME, DNPM/Companhia Vale do Rio Doce, Vol. 1, p. 9-17.
- ANON. 1985. *Suggested Method for Determining Point Load Strength*, International Journal of Rock Mechanics and Mining Science & Geomechanics Abstracts. Vol. 22, p. 53-60.
- ANON. 1994. *Coluna White: Estratigrafia da Bacia do Paraná no Sul do Estado de Santa Catarina*, Textos Básicos de Geologia e Recursos Minerais de Santa Catarina, nº 4, p. 11-50.
- BARTON, N.R., LIEN, R. & LUNDE, J. 1974. *Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support*, Rock Mechanics, Vol. 6, p. 183-236.
- BIENIAWSKI, Z.T. 1973. *Engineering Classification of Jointed Rock Masses*, Transactions of South Africa Institute of Civil Engineers, Vol. 15, p. 335-344.
- BIENIAWSKI, Z.T. 1984. *Rock Mechanics Design in Mining and Tunneling*, A.A. Balkema, Rotterdam, Holanda, 272 p.
- BIENIAWSKI, Z.T. 1989. *Engineering Rock Mass Classification*, John Wiley & Sons, EUA, 251 p.

- BRADY, B.H.G. & BROWN, E.T. 1985. *Rock Mechanics for Underground Mining*, George Allen & Unwin, London, Inglaterra, 527 p.
- BRADY, B.H.G. & BROWN, E.T. 1993. *Rock Mechanics for Underground Mining*, Chapman & Hall, London, Inglaterra, 2nd e., 571 p.
- CAUDLE, R.D. 1974. *Mine Roof Stability*, In: Proceedings, Ground Control Aspects of Coal Mine Design, U.S. Bureau of Mines Technology Transfer Seminar, Lexington, Kentucky, 1973, by staff Mining Research, Washington, EUA, p. 79-85.
- CAYE B.R., POZZA, E.V., FABRÍCIO, J.A.C. & SÜFFERT, B.R. 1975. *Projeto Carvão no Pré-Barro Branco*, MME, DNPM/CPRM, Supervisão do Departamento de Geologia Econômica, Superintendência Regional de Porto Alegre, 205 p.
- CHOQUET, P. & HADJIGEORGIOU, J. 1993. *The Design of Support for Underground Excavations*, In: Comprehensive Rock Mechanics Engineering, John A. Hudson, Pergamon Press, Inglaterra, Vol. 4, p. 313-347.
- CONNOLLY, M.A. 1970. *A Geological Structural Assessment at Appin Colliery with Reference to Roof Failure and Directional Mining*, In: Proceedings, Australian Institute of Mining and Metallurgy, n° 234, p. 17-26.
- CORRÊA, K.C. 2000. *Caracterização Geomecânica das Camadas de Carvão da Mina do Recreio*, Dissertação de Mestrado, PPGEM – UFRGS, 100 p.
- CUMMINGS, R.A., KENDORSKI, F.S. & BIENIAWSKI, Z.T. 1982. *Caving Rock Mass Classification and Support Estimation*, U.S. Bureau of Mines Contract Report #J0100103, Chicago, EUA, 195 p.
- DEERE, D.U. 1963. *Technical Description of Rock Cores for Engineering Proposes*, Rock Mechanics of Engineer Geologists, Vol. 1, p. 16-22.
- DEERE, D.U. & DEERE, D.W. 1988. *The RQD Index in Practice*, In: Proceedings, Symposium of Rock Classification for Engineering Purp., ASTM Special Technical Publication 984, Philadelphia, EUA, p. 91-101.
- DEUTSCH, C.V. & JOURNAL, A.G. 1998. *GSLIB: Geostatistical Software Library and User's Guide*, Oxford University Press, New York, EUA, 2nd e., 369 p.

- GHOSE, A.K. & RAJU, N.M. 1981. *Characterization of Rock Mass vis-à-vis Application of Rock Bolting in Indian Coal Measures*, In: Proceedings, 22nd U.S. Symposium on Rock Mechanics, Cambridge, EUA, p.422-427.
- HOEK, E. 2001. *Rock Mechanics*, A.A. Balkema Publishers, URL: <http://www.rocscience.com>, 313 p.
- HOEK, E. & BROWN, E.T. 1980. *Underground Excavation in Rock*, Institute of Mining and Metallurgy, London, Inglaterra, 402 p.
- ISAAKS, E.H. 1990. *The Application of Monte Carlo Methods to the Analysis of Spatially Correlated Data*, PhD Thesis, Stanford University, EUA, 213 p.
- JEAGER, J.C. & COOK, N.G.W. 1979. *Fundamentals of Rock Mechanics*, Chapman & Hall Pub., London, Inglaterra, p. 593.
- JOHNSTON, I.W. 1993. *Soft Rock Engineering*, In: Comprehensive Rock Engineering, John A. Hudson, Pergamon Press, Inglaterra, Vol. 1, p. 367-393.
- KARABIN, G.L. & DEBEVEC, W.J. 1976. *Comparative Evaluation of Conventional and Resin Bolting Systems*, U.S. Department of Interior, MSHA, IR 1033, 22 p.
- KARABIN, G.L. & HOCH, M.T. 1979. *An Operational Analysis of Point Resin-Anchored Bolting Systems*, U.S. Department of Interior, MSHA, IR 1100, 14 p.
- KENDORSKI, F.S., CUMMINGS, R.A., BIENIAWSKI, Z.T. & SKINNER, E. 1983. *Rock Mass Classification for Block Caving Mine Drift Support*, In: Proceedings, 5th International Congress of Rock Mechanics, ISRM, Melbourne, Austrália, Vol. 2, p. B51-B63.
- KOPPE, J.C. & COSTA, J.F.C.L. 2002. *Mineração*. In: Meio Ambiente e Carvão: Impactos da Exploração e Utilização. Cadernos de Planejamento e Gestão, FEPAM, nº 2, p. 15-28.
- LANG, T.A. 1961. *Theory and Practice of Rock Bolting*, Transactions of Society Mining Engineering, Vol. 220, p. 333-348.

- LANG, T.A., BISCHOFF, J.A. & WAGNER, P.L. 1979. *A Program Plan for Determining Optimum Roof Bolt Tension, Theory and Application of Rock Reinforcement Systems in Coal Mines*, Leeds, Hill & Jewett, Inc., a Final Report submitted to U.S. Bureau of Mines, Vol. 1 255 p.
- LANG, T.A. & BISCHOFF, J.A. 1981. *Research Study of Coal Mine Rock Reinforcement*, NTIS Report n° PB82-218041, U.S. Bureau of Mines OFR 72-82, 224 p.
- LAUBSCHER, D.H. 1977. *Geomechanics Classification of Jointed Rock Masses – Mining Applications*, Transactions of Institute of Mining and Metallurgy, London, Inglaterra, Vol. 86, p. A1-A8.
- LAUBSCHER, D.H. 1984. *Design Aspects and Effectiveness of Support Systems in Different Mining Situations*, Transactions of Institute of Mining and Metallurgy, London, Inglaterra, Vol. 93, p. A70-A81.
- MARK, C. 1999. *Application of Coal Mine Roof Rating (CMRR) to Extended Cuts*, In: *Mining Engineering*, Vol. 51, n° 4, p. 52-56.
- MARK, C. 2000. *Design of Roof Bolt Systems*, In: *Proceedings, New Technology for Coal Mine Roof Support*, NIOSH, IC 9453, p. 111-132.
- MARK, C. & CHASE, F.E. 1994. *Design of Longwall Gate Entry Systems Using Roof Classification*, In: *Proceedings, New Technology for Longwall Ground Control*, U.S. Bureau of Mines, SP01-94, p. 5-18.
- MARK, C. & MOLINDA, G.M. 1996. *Rating Coal Mine Roof Strength from Exploratory Drill Core*, In: *Proceedings, 15th International Conference on Ground Control in Mining*, Colorado School of Mines, Golden, EUA, p.415-428.
- MARK, C. & MUCHO, T.P. 1994. *Horizontal Stresses in the Coalfields of the United States*, In: *Proceedings, 5th Conference on Ground Control for Midwestern U.S. Coal Mines*, Chugh & Beasley, Illinois, EUA, p. 140-157.
- MARK, C., MOLINDA, G.M. & DOLINAR, D. 2001. *Analysis of Roof Bolt Systems (ARBS)*, In: *Proceedings of 20th International Conference on Ground Control in Mining*, West Virginia University, Morgantown, EUA, p. 218-225.

- MARK, C., MOLINDA, G.M. & BARTON, T. 2002. *New Developments with the Coal Mine Roof Rating*, In: Proceedings of 21th International Conference on Ground Control in Mining, West Virginia University, Morgantown, EUA, p. 294-301.
- MEDEIROS, R.A. & THOMAZ FILHO, A. 1973. *Fácies e ambientes deposicionais da Formação Rio Bonito*, In: Anais, 27^o Congresso Brasileiro de Geologia, Aracaju, Vol. 3, p. 3-12.
- MOLINDA, G.M. & MARK, C. 1993. *The Coal Mine Roof Rating: A Practical Rock Mass Classification for Coal Mines*, In: Proceedings, 12th International Conference on Ground Control in Mining, West Virginia University, Morgantown, EUA, p. 92-103.
- MOLINDA, G.M., MARK, C. 1994. *Coal Mine Roof Rating (CMRR): A Practical Rock Mass Classification for Coal Mines*, PA: U.S. Department of the Interior, Bureau of Mines, IC 9387, Pittsburgh, EUA, 83 p.
- MORGAN, T.A. 1974. *Coal Mine Roof Problems*, In: Proceedings, Ground Control Aspects of Coal Mine Design, U.S. Bureau of Mines Technology Transfer Seminar, Lexington, Kentucky, 1973, by staff Mining Research, Washington, EUA, p. 56-62.
- MORGENTAL, A. & KIRCHNER, C.A. 1983. *Síntese do Mapa Previsional do Distrito de Fluorita de Santa Catarina*, In: Anais, 1^o Simpósio Sul-brasileiro de Geologia, Porto Alegre, p. 294-301.
- MÜLLER, A.A., SANTOS, H.M., SCHMITT, J.C.C., MACIEL, L.A.C., BERTOL, M.A. & CÉSAR, S.B. 1987. *Perfil Analítico do Carvão*, Textos Básicos de Geologia e Recursos Minerais de Santa Catarina, MME, DNPM, Boletim n^o 6, 140 p.
- NEWMAN, D.A. & BIENIAWSKI, Z.T. 1986. *Modified Version of the Geomechanics Classification for Entry Design in Underground Coal Mines*, Transactions of Society Mining Engineering AIME 280, p. 2134-2138.
- OBERT, L. & DUVALL, W.J. 1967. *Rock Mechanics and Design of Structures in Rock*, John Wiley & Sons, New York, EUA, 650 p.

- PALMSTROM, A. 1982. *The Volumetric Joint Count – A Useful and Simple Measure of the Degree of Rock Joint*, In: Proceedings, 4th International Congress of International Associate of Engineer Geologists, Delhi, Índia, Vol. 5, p. 221-228.
- PATRICK, W.C. & AUGHENBAUGH, N.B. 1979. *Classification of Roof Falls in Coal Mines*, In: Mining Engineering, Vol. 31, n° 3, p. 279-284.
- PENG, S.S. 1978. *Coal Mine Ground Control*, Wiley, New York, EUA, 1st e., 450 p.
- PENG, S.S. 1986. *Coal Mine Ground Control*, John Wiley & Sons, New York, EUA, 491 p.
- PENG, S.S. & WANG, Y. 1996. *Cutter Roof Initiation and Propagation in Multiple-Entry Development Subject to High Horizontal Stress*, Society Mining Engineering Annual Meeting, Phoenix, EUA, PREPRINT 96-172, 13 p.
- PENG, S.S. 1998. *Roof Bolting Adds Stability to Weak Strata – How Does Roof Bolting Work or Not Work*, In: Coal Age, Vol. 103, n° 12, p. 32-38.
- PRIEST, S.D. & HUDSON, A.J. 1976. *Discontinuity Spacing in Rock*, International Journal of Rock Mechanics and Mining Science, Vol.13, p. 135-148.
- ROMANA, M. 1985. *New Adjustment Ratings for Application of Bieniawski classification to Slopes*, In: Proceedings, International Symposium Rock Mechanical in Excavation Mining and Civil Works, ISMR, México, p. 59-68.
- SALAMON, M.D.G. & MUNRO, A.H.A. 1967. *A Study of the Strength of Coal Pillar*. J. S. African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg, África do Sul, Vol. 68, p. 55-67.
- SCHNEIDER, R.L., MÜHLMANN, H., TOMMASI, E., MEDEIROS, R.A., DAEMON, R.F. & NOGUEIRA, A.A. 1974. *Revisão Estratigráfica da Bacia do Paraná*, In: Anais, 28º Congresso Brasileiro de Geologia, Porto Alegre, Vol. 1, p. 41-65.
- SHEPHERD, J. & FISHER, N.I. 1978. *Faults and their Effect on Coal Mine Roof Failure and Mining Rate: A Case Study in a New South Wales Colliery*, In: Mining Engineering, Vol. 30, n° 9, p. 1325-1334.

- SICKLER, R.A. 1986. *Engineering Classification of Shales*, In: Proceedings, 5th International Conference on Ground Control in Mining, West Virginia University, Morgantown, EUA, p. 221-233.
- SILVA, M.A.S., LEITES, S.R. & CARUSO JUNIOR, F. 2000. *Geologia*, In: Programa Levantamentos Geológicos Básicos do Brasil. Projeto de Mapeamento Geológico/Metalogenético Sistemático. Criciúma, Folha SH.22-X-B, CPRM, p. 7-36.
- SILVA, M.A.S. & DIAS, A.A. 2000. *Geologia Estrutural*, In: Programa Levantamentos Geológicos Básicos do Brasil. Projeto de Mapeamento Geológico/Metalogenético Sistemático. Criciúma, Folha SH.22-X-B, CPRM, p. 37-41.
- SOUZA, L.E., WEISS, A.L., COSTA, J.F.C.L. & KOPPE, J.C. 2001. *Impacto do Agrupamento Preferencial de Amostras na Inferência Estatística: Aplicações em Mineração*. In: Revista Escola de Minas (Revista Técnica-Científica Mineiro-Metalúrgica), Ano 65, Vol. 54, nº 4, p. 257-266.
- SOUZA, L.E. 2002. *Estimativa de Incertezas e sua Aplicação na Classificação de Recursos Minerais*, Dissertação de Mestrado, PPGEM – UFRGS, 170 p.
- STANKUS, J.C. & PENG, S.S. 1996. *A new Concept for Roof Support*, In: Coal Age, Vol. 101, nº 9, p. 67-72.
- TERZAGHI, K. 1946. *Rock Defects and Loads on Tunnel Supports*, In: Rock Tunneling with Steel Supports, R.V. Proctor & T. White, Commercial Shearing and Stamping Company, Youngstown, EUA, Vol.1, p. 17-99.
- UNAL, E. 1983. *Design Guidelines and Roof Control Standards for Coal Mine Roofs*, PhD thesis, The Pennsylvania State University, EUA, 355 p.
- UNAL, E. 1986. *Empirical Approach to Calculate Rock Loads in Coal Mine Roadways*, In: Proceedings, 5th International Conference on Ground Control in Mining, West Virginia University, Morgantown, EUA, p. 234-241.
- VENKATESWARLU, V. 1986. *Geomechanics Classification of Coal Measure Rocks vis-à-vis Roof Supports*, PhD thesis, Indian School of Mines, Dhanbad, 251 p.

- WHITE, I.C. 1908. *Relatório final da Comissão de Estudos das Minas de Carvão de Pedra do Brasil*, Rio de Janeiro: DNPM 1988, 617 p. (Edição Facsimilar).
- WHITTAKER, B. N. 1993. *Coal Mine Support Systems*, In: *Comprehensive Rock Engineering*, John A. Hudson, Pergamon Press, Inglaterra, Vol. 4, p. 513-541.
- WIER, C.E. 1970. *Factors Affecting Coal Roof Rocks in Sullivan County*, In: *Proceedings*, Indiana Academy of Sciences, Indiana, EUA, Vol. 79, p. 263-269.
- WILLIAMSON, D.A. 1984. *Unified Rock Classification System*, In: *Bulletin of the Assn. of Engineer Geologists*, Vol. 21, n° 3, p. 345-354.
- WINDSON, C. R. & THOMPSON, A. G. 1993. *Rock Reinforcement – Technology, Testing, Design and Evaluation*, In: *Comprehensive Rock Engineering*, John A. Hudson, Pergamon Press, Inglaterra, Vol. 4, p. 451-484.
- WOODRUFF, S.D. 1966. *Theory and Application of Rock Mechanics to Roof Control and Support Problems*, In: *Methods of Working Coal and Metal Mines*, Pergamon Press, New York, EUA, Vol. 1, 538 p.
- WOODRUFF, S.D. 1966. *Ground Support Methods*, In: *Methods of Working Coal and Metal Mines*, Pergamon Press, New York, EUA, Vol. 2, 436 p.
- ZALÁN, P.V., WOLFF, S., CONCEIÇÃO, J.C.J., MARQUES, A., ASTOLFI, M.A.M., VIEIRA, I.S., APPI, V.T. & ZANOTTO, O.A. 1990. *Bacia do Paraná*, In: *Origem e Evolução de Bacias Sedimentares*, RAJA GABAGLIA, G.P. e MILANI, E.J. (Coords.), Petrobrás, p. 135-168.
- ZINGANO, A.C. 2002. *Modelamento Geomecânico para o Dimensionamento de Pilares de Carvão*, Tese de Doutorado, PPGEM – UFRGS, 199 p.

Anexos

Anexo A

Planilha de Campo com os Parâmetros do CMRR

Mina: _____

Localização: _____

Tipo de Exposição: _____

Responsável Técnico: _____

Data: _____

Comentários:

DESCONTINUIDADES POR UNIDADE								
Nº	Família	Descrição	Coesão	Rugosidade	Persistência	Espaçamento	Orientação	
							Direção	Mergulho
3	A							
	B							
	C							
	Contato							
2	A							
	B							
	C							
	Contato							
1	A							
	B							
	C							
			↑	↑	↑	↑	↑	↑
			Forte (> 7 golpes)	Denteada	0 - 0,9 m	> 1,8 m	N	Horizontal
			Moderada (4 - 7 golpes)	Ondulada	0,9 - 3 m	0,6 - 1,8 m	NE	Subhoriz.
			Fraca (1 - 3 golpes)	Planar	3 - 9 m	0,2 - 0,6 m	E	45°
			Slickensided (0 golpes)		> 9 m	0,06 - 0,2 m	SE	Subvertical
						< 0,06 m	S	Vertical

Mina: _____

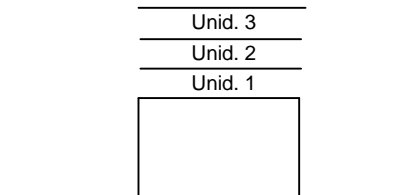
Localização: _____

Tipo de Exposição: _____

Responsável Técnico: _____

Data: _____

UNIDADE					
Nº da Unid.	Espessura	Esboço	Descrição	Resistência a Compressão	Sensibilidade a Umidade
3					
	Contato				
2					
	Contato				
1					
Fluxo de água no teto (fluxo/10 m de comprimento):				↑	↑
Seco (0 L/min)				> 103 MPa	Não sensível
Levemente umedecido (0 - 5 L/min)				103 - 55 MPa	Levemente
Gotejamento Leve (5 - 10 L/min)				55 - 21 MPa	Moderadamente
Gotejamento Intenso (10 - 50 L/min)				21 - 7 MPa	Muito sensível
Fluxo de água (> 50 L/min)				< 7 MPa	



Condições das vizinhanças do caimento:

Anexo B

Planilha Modelo para o Cálculo do CMRR

PLANILHA DE CÁLCULO DO ÍNDICE DA UNIDADE (UR)

Nome da mina _____ Data _____

Localização _____ Responsável _____

Unidade nº _____

Cálculo do Índice Individual das Descontinuidades:

Descontinuidades

	Família 1	Família 2	Família 3
Coesão - Rugosidade (Tabela 3.3)	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>
	+	+	+
Espaçamento - Persistência (Tabela 3.4)	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>
Índice Individual das Descontinuidades	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>

Entrar com o menor Índice Individual das Descontinuidades

Se existir mais de uma família de descontinuidade, entrar com o ajuste de múltiplas descontinuidades (Tabela 3.5).
Caso contrário, o valor é zero

+

Resistência da rocha (Unidade) à compressão (Tabela 3.6)

+

Sensibilidade da rocha (Unidade) à umidade (Tabela 3.7)

+

**Índice da Unidade
(UR)**

PLANILHA DE CÁLCULO DO TETO (CMRR)

Nome da mina _____ Data _____

Localização _____ Responsável _____

Cálculo do peso médio da Unidade (RRw)

	UR		Espessura da Unidade (m)		
Unidade 1		x		=	
			+		+
Unidade 2		x		=	
			+		+
Unidade 3		x		=	
Intervalo do Parafuso (m)					

RRw

Cálculo da Diferença da Camada Forte (SBD)

Maior UR		Camada Forte (SB)	SB		RRw		SBD
				-		=	

Ajuste para Camada Forte (Tabela 3.8) e (Tabela 3.9)		+	
			+
Ajuste para os contatos entre Unidades (Tabela 3.10)			
			+
Ajuste para a presença de água (tabela 3.11)			
			+
Ajuste da sobrecarga (Tabela 3.12)			
CMRR =			

Anexo C

Relação dos Furos de Sondagem

Relação dos furos de sondagem utilizados nessa dissertação.

Furo	Leste - Oeste (m)	Norte -Sul (m)	Cota de Superfície (m)	Cota da Capa (m)	Cota da Lapa (m)	Teto (m)	Categoria
FSBB 01A	656.257,10	6.853.835,92	245,22	218,49	214,71	0,67	Unid. 1
FSBB 02	656.215,69	6.854.065,11	240,90	199,55	195,80	0,61	Unid. 1
FSBB 04	656.402,01	6.853.955,21	235,29	207,73	204,28	0,53	Unid. 1
FSBB 06	656.246,91	6.854.191,39	226,03	201,96	198,36	0,48	Unid. 1
FSBB 13	656.236,89	6.854.395,12	240,95	205,78	201,70	1,30	Unid. 1
FSBB 13A	656.355,67	6.854.582,38	224,97	205,65	201,49	0,99	Unid. 1
FSBB 14	656.153,94	6.854.478,47	209,45	196,60	193,18	0,74	Unid. 1
FSBB 14A	656.143,75	6.854.487,35	206,50	196,10	192,51	0,53	Unid. 1
FSBB 14B	656.124,34	6.854.506,00	208,39	191,74	188,16	0,43	Unid. 1
FSBB 14C	656.110,23	6.854.421,36	208,16	197,78	194,27	4,02	Unid. 2
FSBB 19	656.223,59	6.854.639,60	216,60	195,55	192,15	1,70	Unid. 2
FSBB 23	656.248,16	6.854.768,26	209,88	194,03	190,53	3,90	Unid. 2
FSBB 24	656.257,73	6.855.055,50	258,13	191,88	188,27	0,60	Unid. 1
FSBB 28	655.625,38	6.854.699,24	245,43	180,38	176,80	8,98	Unid. 2
FSBB 29	655.928,83	6.855.001,18	232,27	182,02	178,63	13,80	Unid. 2
FSBB 30	655.635,29	6.855.005,49	236,38	175,88	172,04	5,85	Unid. 2
FSBB 31	655.338,63	6.854.997,82	238,51	203,41	200,20	3,60	Unid. 2
FSBB 32	655.477,44	6.854.850,29	237,72	199,72	196,37	0,43	Unid.1
FSBB 35	655.149,91	6.854.848,97	261,68	225,33	222,08	0,20	Unid.1
FSBB 36	654.997,43	6.855.002,95	279,04	220,82	217,50	0,66	Unid.1
FSBB 37	654.962,28	6.854.852,20	273,56	224,59	220,81	0,62	Unid.1
FSBB 38	654.697,02	6.854.853,05	292,32	227,05	223,31	0,29	Unid.1
FSBB 39	656.523,88	6.855.000,13	255,65	195,33	191,82	0,42	Unid.1
FSBB 40	655.782,20	6.854.585,09	250,51	179,68	176,44	0,40	Unid.1
FSBB 43	655.942,57	6.854.365,16	221,37	191,57	188,19	2,10	Unid.1
FSBB 44	655.230,86	6.854.920,09	263,56	214,84	211,30	0,30	Unid.1
FSBB 46	655.355,67	6.854.693,81	258,24	220,42	217,32	0,64	Unid.1
FSBB 63	656.491,84	6.855.085,33	251,12	196,58	192,32	1,01	Unid.1
RB 05	655.901,00	6.854.708,00	231,25	178,76	175,30	6,45	Unid.2

Anexo D

Procedimento para Simulação de Modelos Estocásticos

D.1 Banco de dados

O banco de dados utilizado nesse trabalho está baseado nos perfis dos furos de sondagem. O atributo geológico estudado é a espessura do teto imediato constituído por arenito laminado (Unidade 1). A Figura D1 apresenta a localização dos furos de sondagem e a escala de cores mostra a espessura do teto imediato em metros. As amostras utilizadas obedecem à distribuição mostrada na Figura D2.

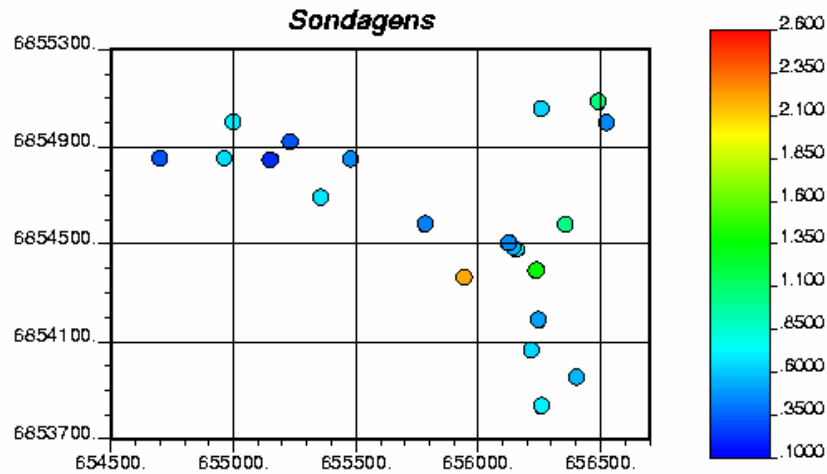


Figura D1. Localização dos furos de sondagem da Mina Barro Branco.

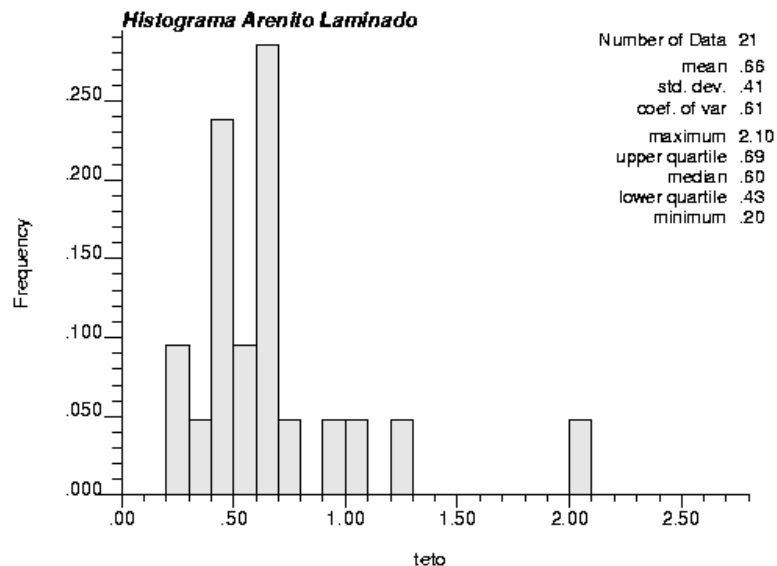


Figura D2. Histograma dos dados originais.

D.2 Tratamento dos dados originais

O primeiro passo no tratamento dos dados originais é a declusterização. Para esse processo, utilizou-se o programa *Field* que emprega os Polígonos de Voronói. A etapa de declusterização é importante para conhecermos a média e variância dos dados declusterizados, características que representam a estatística do depósito. Note que os dados declusterizados não serão usados na simulação, pois a própria simulação já executa a declusterização. Porém a média e variância declusterizadas devem ser conhecidas para o ajuste variográfico e também para posterior comparação com as médias e variâncias das simulações geradas. Na Figura D3 tem-se o histograma dos dados declusterizados, com a diminuição da média para 0,65 m e nova variância dos dados de 0,24 metros quadrados.

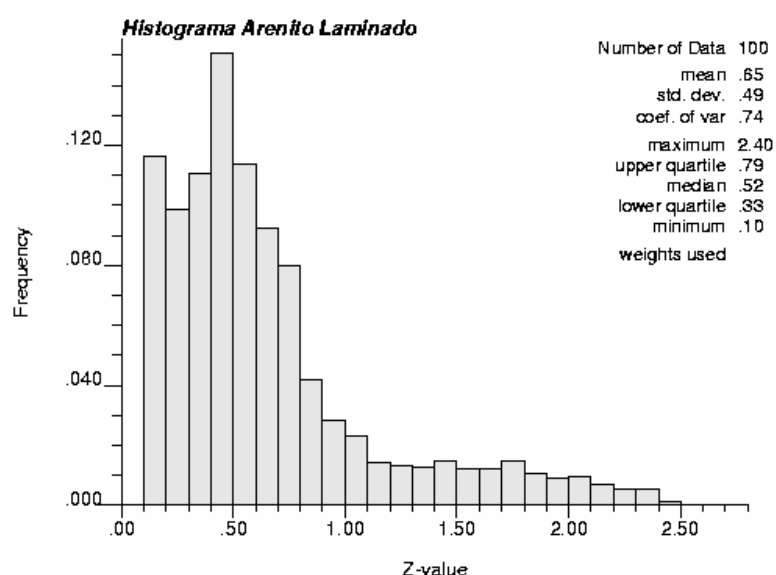


Figura D3. Histograma dos dados declusterizados.

D.3 Normalização dos Dados

O segundo passo é a normalização dos dados. Essa etapa passa os dados para uma distribuição gaussiana ($\mu = 0$ e $\sigma^2 = 1$). A Figura D4 mostra o histograma dos dados normalizados, em que distribuição dos dados apresenta média igual a zero e variância próxima a um. Nesse exemplo não foram utilizados os pesos relativos a declusterização dos dados originais.

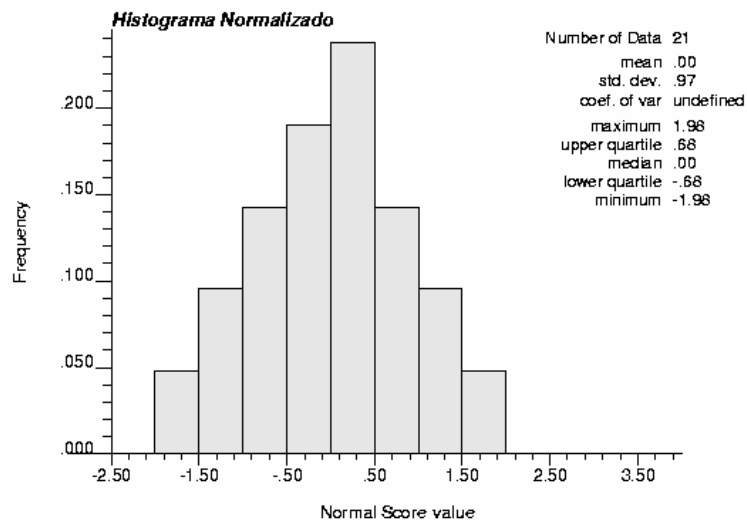


Figura D4. Histograma dos dados normalizados.

D.4 Mapeamento da continuidade

Para a análise dos dados e para determinar a continuidade espacial entre as amostras, inicialmente foi utilizado o programa *Variowin* para gerar o variograma omnidirecional. As direções de maior e menor continuidade espacial, bem como a relação de anisotropia entre essas direções foram estimadas a partir da análise de trabalhos já realizados próximo à área de estudo e por intermédio de informações adquiridas em campo. A geração de variogramas direcionais não foi realizada por haverem poucas amostras na área de estudo, tornando inviável a interpretação dos resultados.

Os valores de *range*, *sill*, *nugget* e os ângulos correspondentes às direções de maior e menor correlação entre as amostras, são dados de entrada importantes no processo de simulação. O *sill* e o *nugget* foram determinados pelo modelamento do variograma omnidirecional conforme mostra a Figura D5.

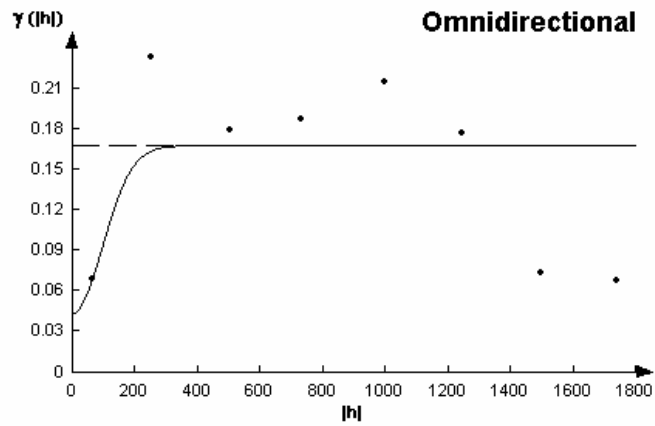


Figura D5. Variograma experimental (pontos) e função ajustada (linha) dos dados originais.

A relação da elipse de anisotropia, com base em recentes estudos em áreas próximas a mina Barro Branco é de aproximadamente 3:1 (Souza, 2002), e será adotado no processo de simulação. O modelo omnidirecional apresenta *range* de 234 metros. Aplicando a relação acima proposta, a direção de maior continuidade apresentará 360 m a N10°W ($gslib = 170^\circ$) e a direção de menor continuidade 150 m a N80°E ($gslib = 80^\circ$). A Tabela D1 mostra a função variograma e os valores que serão informados para simulação. No processo de simulação serão utilizados os valores dos dados normalizados. Os valores de *sill* e *nugget* foram determinados a partir do modelo do variograma omnidirecional das amostras normalizadas (Figura D6). Os valores a serem usados na simulação são:

- *sill* = 0,30
- *nugget* = 0,70

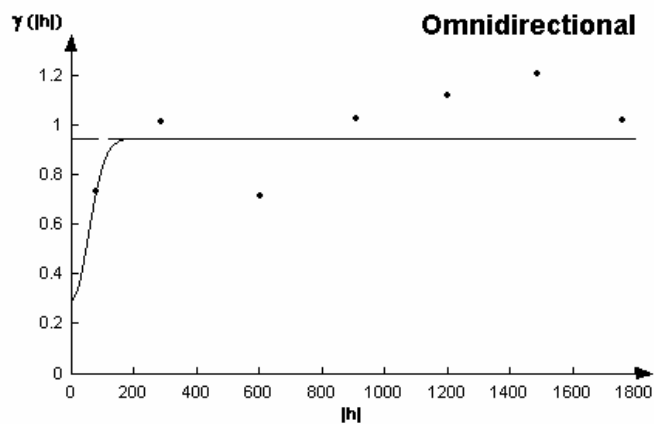


Figura D6. Variograma experimental (pontos) e função ajustada (linha) dos dados normalizados.

Tabela D1. Dados do modelo variográfico.

Função de Continuidade Espacial		Covariância	
Modelo		Gaussiano	
Nugget		0,044 (0,30 normalizado)	
Sill		0,124 (0,70 normalizado)	
Range (m)	Máximo	360	Direção: 170°
	Mínimo	150	Direção: 80°
Função Variograma	$g(h) = 0,30 + \left[0,70 \cdot \text{Gauss} \left[\frac{h \ 170^\circ}{360}, \frac{h \ 80^\circ}{150} \right] \right]$		

D.5 Simulação Seqüencial Gaussiana

As simulações foram geradas usando o programa *sgsim* (GSLIB), conforme arquivo de parâmetros mostrado abaixo:

Parameters for SGSIM

START OF PARAMETERS:

```

laminadobb.dat      -file with data
1 2 0 3 0 0        -columns for X,Y,Z,vr,wt,sec.var.
-1.0e21 1.0e21     -trimming limits
1                  -transform the data (0=no, 1=yes)
nscorebb.trn       -file for output trans table
0                  -consider ref. dist (0=no, 1=yes)
histsmth.out       -file with ref. dist distribution
1 2                -columns for vr and wt
0.2 2.1            -zmin,zmax(tail extrapolation)
1 0.0              -lower tail option, parameter
1 0.0              -upper tail option, parameter
1                  -debugging level: 0,1,2,3
sgsimbb.dbg        -file for debugging output
sgsimbb.out        -file for simulation output
60                 -number of realizations to generate
56 654667.5 35.0   -nx,xmn,xsiz
40 6853767.5 35.0   -ny,ymn,ysiz
1 0.5 1.0          -nz,zmn,zsiz
69069              -random number seed
2 16               -min and max original data for sim
4                  -number of simulated nodes to use
0                  -assign data to nodes (0=no, 1=yes)
1 5                -multiple grid search (0=no, 1=yes),num
4                  -maximum data per octant (0=not used)
400 200 0.0        -maximum search radii (hmax,hmin,vert)
170 0.0 0.0        -angles for search ellipsoid
51 51 11           -size of covariance lookup table
0 0.0 1.0          -ktype: 0=SK,1=OK,2=LVM,3=EXDR,4=COLC
../data/nada.dat   -file with LVM, EXDR, or COLC variable
0                  -column for secondary variable
1 0.30             -nst, nugget effect
1 0.70 170 0.0 0.0 -it,cc,ang1,ang2,ang3
360 150 0.0        -a_hmax, a_hmin, a_vert

```

D.6 Validação das Simulações

Depois de geradas, as simulações foram ranqueadas em função da média gerada em cada realização. A partir desse ranqueamento, que usa como base a média dos valores simulados, foram escolhidas duas simulações para posteriores comparações das suas propriedades estatísticas com a estatística dos dados amostrais declusterizados. Escolheu-se a realização de número 49, pois apresenta a menor média, e a realização número 42 por apresentar a maior média dos valores simulados, ou seja, é o extremo oposto. A Figura D7 apresenta os histogramas das realizações analisadas no domínio original.

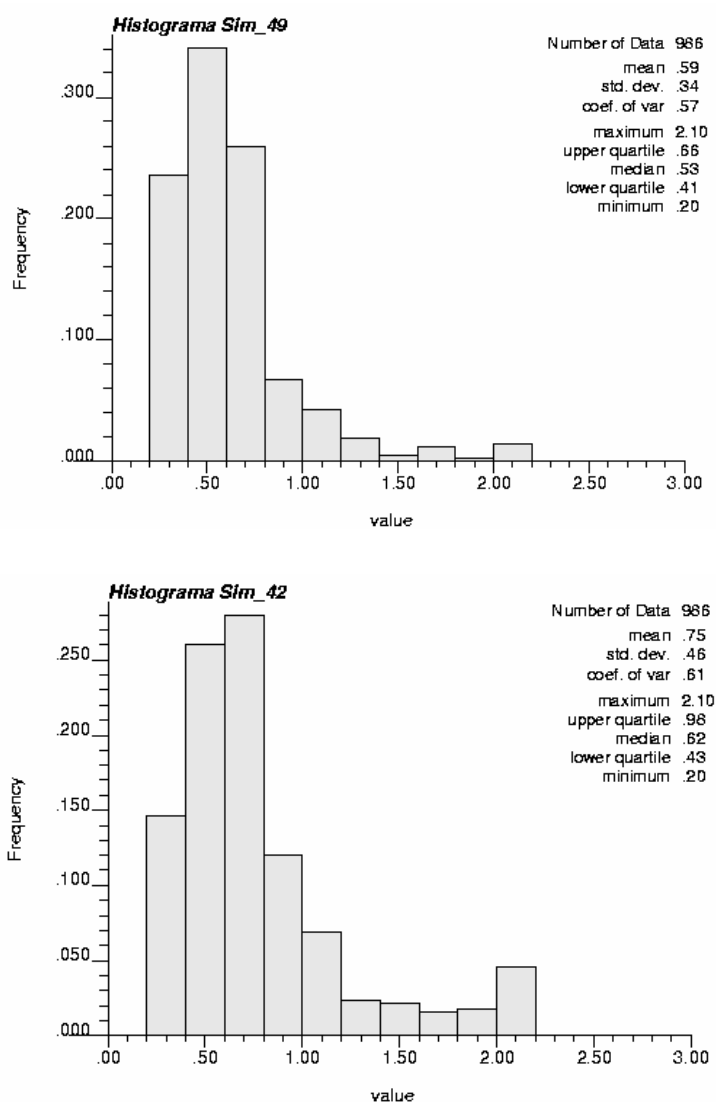


Figura D7. Histogramas das simulações no espaço original.

A Tabela D2 apresenta os dados estatísticos das simulações escolhidas pelo ranqueamento e dos dados de entrada.

Tabela D2. Comparação da estatística das simulações no espaço *backtr*.

	Média	Desvio Padrão
Dados Declusterizados	0,65	0,49
Realização 49	0,59	0,34
Realização 42	0,75	0,46

As Figuras D8 e D9 mostram os variogramas para as simulações escolhidas no ranqueamento. A Figura D8 apresenta o variograma omnidirecional para os dados no espaço normal. Na Figura D9 pode ser observado o variograma omnidirecional das simulações no espaço original.

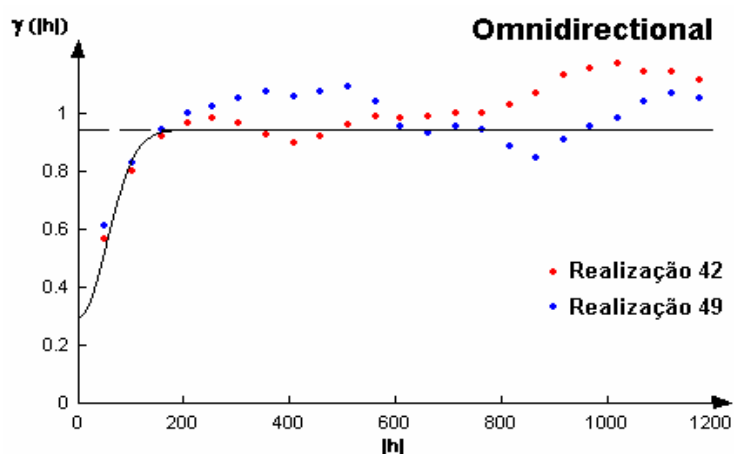


Figura D8. Variogramas das simulações (pontos) e função de *input* (linha), no espaço normal.

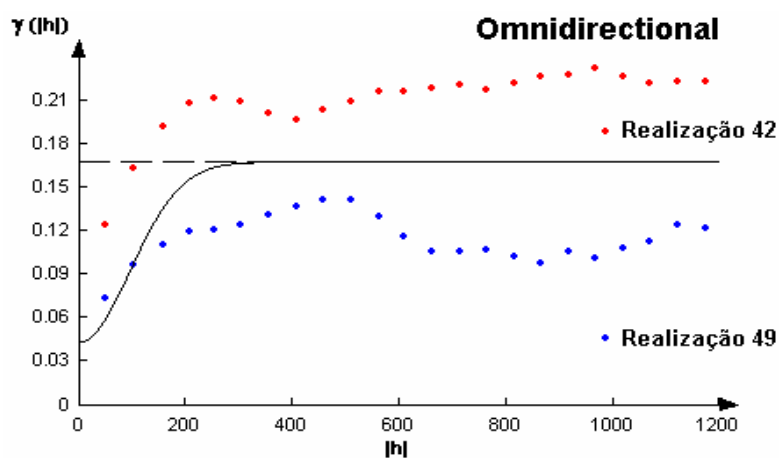


Figura D9. Variogramas das simulações (pontos) e função de *input* (linha), no espaço original.

Finalmente, geraram-se as imagens das simulações previamente escolhidas em meio a 60 simulações resultantes. As Figuras D10 e D11 mostram os mapas gerados para a simulação 49 e 42 respectivamente.

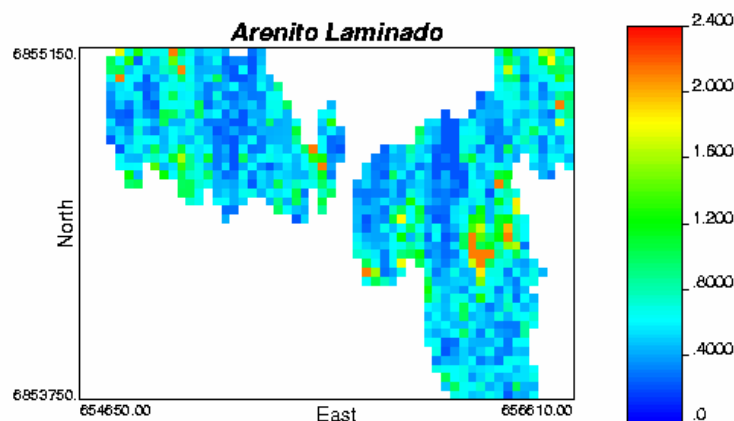


Figura D10. Mapa da realização número 49.

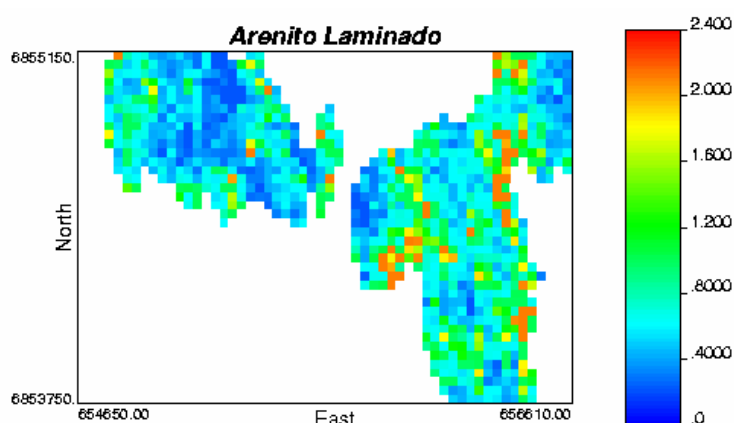


Figura D11. Mapa da realização número 42.

Conforme já foi mencionado, as duas realizações escolhidas, representadas nas figuras acima, representam os dois extremos: menor média da espessura do teto imediato (realização 49) e a maior média (realização 42). Como pode ser observada, a incerteza em determinados setores da área em estudo é relativamente grande, o que levaria em termos práticos, a uma grande flutuação de espessuras do teto imediato, prejudicando o planejamento e a escolha do suporte de teto mais adequado a ser utilizado. De acordo com as simulações realizadas, a flutuação da média do arenito laminado em cada realização pode variar de 0,49 a 0,75 m, apresentando dessa forma cenários diferentes para um

mesmo local. A Figura D12 mostra essas flutuações pela sobreposição dos variogramas de outras 10 realizações escolhidas aleatoriamente.

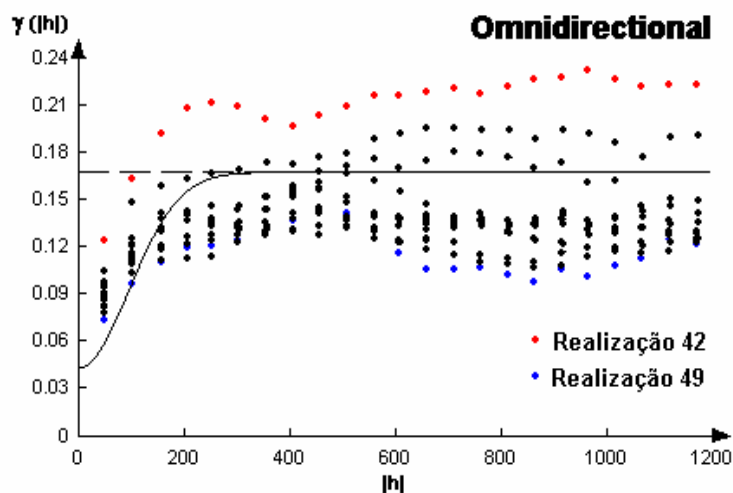


Figura D12. Flutuações ergódicas das simulações.

Outra análise muito importante nos estudos geoestatísticos é estimar a probabilidade de ocorrer um determinado fenômeno. Por meio da rotina *postsim* (GSLIB) foi possível determinar as probabilidades para uma dada espessura em cada região da mina. O parâmetro utilizado é o comprimento do parafuso de teto atualmente empregado de 1,20 metros. Conforme Molinda & Mark (1994) o parafuso deve estar ancorado no mínimo 0,30 m num maciço rochoso competente. Outro detalhe a ser observado diz respeito aos 0,15 m excedentes para fixação do parafuso. Dessa forma, o *cutoff* empregado é de 0,75 m que corresponde à espessura máxima que o arenito laminado pode ter para atender as especificações e exigências do método CMRR. O mapa a seguir (Figura D13) mostra a probabilidade da espessura de arenito laminado ser maior que 0,75 metros.

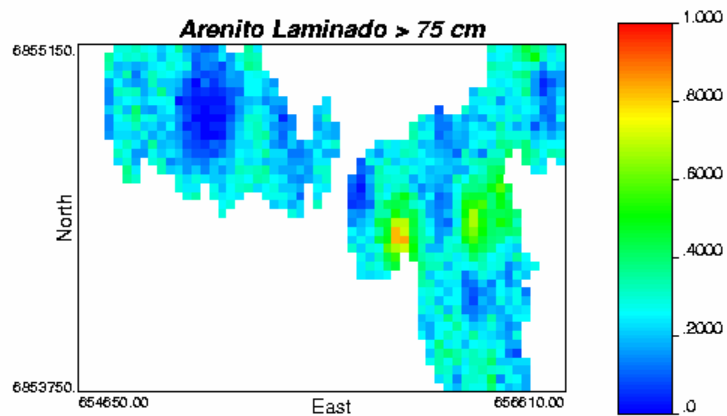


Figura D13. Mapa de probabilidade do teto imediato formado pela Unidade 1 ser maior que 0,75 metros.

As simulações geradas devem obedecer à distribuição e a continuidade dos dados declusterizados. Esse fato é comprovado visualmente com a comparação dos histogramas dos dados originais com os histogramas das simulações e com o auxílio dos resultados estatísticos. Comparando-se os variogramas dos dados originais com os variogramas das simulações selecionadas, nota-se uma considerável diferença. Isso ocorre, possivelmente devido ao baixo número de amostras utilizado para gerar os modelos variográficos dos dados originais.

Anexo E

Resultados dos Ensaaios de Carga Pontual

Ensaio de Carga Pontual

Cliente:			
Empresa:	Rio Deserto	Contato:	Data: 19-Mar-2002

Amostra:			
Rocha:	Arenito Laminado	Res. Comp. previsto:	Mpa
Origem da amostra:	Mina Barro Branco	Orientação eixo/descont.:	graus
Arenito cinza de granulometria fina intercalado com siltito			
Caimento do Paine 2 (Fall), galeria 24 câmara 10-12			

Temperatura do ensaio:	26
------------------------	----

Corpo de Prova	Dimensões					Cálculo da Resistência a Compressão (Mpa)					
	Diâmetro (cm)	Largura (cm)	Comp (cm)	A (Dia*Larg)	De2 (cm2)	Pressão (kgf/cm2)	Força-P (kgf)	Is (P/De2) (kgf/cm2)	F (De/50)	Is50 (F*Is) (MPa)	Resist Comp (MPa)
1	5,40	8,46	11,59	45,68	58,17	94,00	1065,96	18,33	0,78	1,41	30,96
2	5,97	7,36	10,57	43,94	55,95	68,00	771,12	13,78	0,77	1,04	22,88
3	4,65	7,11	7,30	33,06	42,10	36,00	408,24	9,70	0,68	0,64	14,17
4	4,68	5,93	9,05	27,75	35,34	65,00	737,10	20,86	0,63	1,28	28,16
5	4,09	5,83	10,17	23,84	30,36	35,00	396,90	13,07	0,58	0,75	16,48
6	4,17	7,70	9,40	32,11	40,88	67,00	759,78	18,58	0,67	1,22	26,79
7	3,30	6,94	7,02	22,90	29,16	75,00	850,50	29,17	0,57	1,64	36,12
8	4,45	5,20	6,48	23,14	29,46	102,00	1156,68	39,26	0,58	2,22	48,84
9	3,10	7,11	11,45	22,04	28,06	92,00	1043,28	37,18	0,56	2,06	45,25
10	3,46	4,80	6,61	16,61	21,15	48,00	544,32	25,74	0,50	1,25	27,58
11	3,00	5,03	8,14	15,09	19,21	30,00	340,20	17,71	0,48	0,83	18,17
12	4,40	5,40	9,87	23,76	30,25	105,00	1190,70	39,36	0,58	2,25	49,55
13	4,12	5,76	6,70	23,73	30,22	95,00	1077,30	35,65	0,58	2,04	44,86
14	3,17	7,40	7,43	23,46	29,87	45,00	510,30	17,09	0,58	0,97	21,39
15	3,21	6,73	9,20	21,60	27,51	13,00	147,42	5,36	0,56	0,29	6,46
16	2,50	8,75	9,55	21,88	27,85	25,00	283,50	10,18	0,56	0,56	12,35
17	3,51	6,57	14,43	23,06	29,36	16,00	181,44	6,18	0,58	0,35	7,68
18	3,15	9,11	9,34	28,70	36,54	34	385,56	10,55	0,64	0,66	14,46

				Médias		58,06	658,35	20,43		1,19	26,23
--	--	--	--	---------------	--	--------------	---------------	--------------	--	-------------	--------------

Ensaio de Carga Pontual

Cliente:			
Empresa:	Rio Deserto	Contato:	Data: 19-Mar-2002

Amostra:			
Rocha:	Arenito Laminado	Res. Comp. previsto:	Mpa
Origem da amostra:	Mina Barro Branco	Orientação eixo/descont.:	graus
Arenito cinza de granulometria fina intercalado com siltito			
Realce no teto (over cast), frente da lavra do Painel 2 - galeria 9 câmara 18-19			

Temperatura do ensaio:	26
------------------------	----

Corpo de Prova	Dimensões					Cálculo da Resistência a Compressão (Mpa)					
	Diâmetro (cm)	Largura (cm)	Comp (cm)	A (Dia*Larg)	De2 (cm2)	Pressão (kgf/cm2)	Força-P (kgf)	Is (P/De2) (kgf/cm2)	F (De/50)	Is50 (F*Is) (MPa)	Resist Comp (MPa)
1	5,63	5,97	8,90	33,61	42,79	105,00	1190,70	27,82	0,68	1,86	40,94
2	3,98	8,13	10,05	32,36	41,20	40,00	453,60	11,01	0,67	0,72	15,93
3	4,07	5,53	10,22	22,51	28,66	55,00	623,70	21,76	0,57	1,22	26,74
4	3,62	6,13	8,89	22,19	28,25	19,00	215,46	7,63	0,57	0,42	9,31
5	4,33	7,98	10,74	34,55	43,99	112,00	1270,08	28,87	0,69	1,96	43,01
6	4,21	6,70	9,97	28,21	35,91	62,00	703,08	19,58	0,63	1,21	26,62
7	3,70	8,60	9,23	31,82	40,51	20,00	226,80	5,60	0,67	0,37	8,04
8	4,57	7,88	14,68	36,01	45,85	65,00	737,10	16,08	0,70	1,11	24,40
9	5,43	10,61	10,75	57,61	73,35	155,00	1757,70	23,96	0,87	2,04	44,94
10	4,84	8,39	11,28	40,61	51,70	95,00	1077,30	20,84	0,74	1,52	33,38
11	4,28	6,37	8,51	27,26	34,71	40,00	453,60	13,07	0,62	0,80	17,50
12	4,42	5,53	8,26	24,44	31,12	65,00	737,10	23,68	0,59	1,37	30,20
13	5,03	6,87	8,47	34,56	44,00	122,00	1383,48	31,44	0,69	2,13	46,85
14	5,25	10,03	11,03	52,66	67,05	94,00	1065,96	15,90	0,84	1,30	28,63
15	5,67	8,17	10,12	46,32	58,98	149,00	1689,66	28,65	0,79	2,21	48,70
16	5,18	8,64	11,62	44,76	56,98	192,00	2177,28	38,21	0,78	2,91	63,96
17	5,69	7,39	8,75	42,05	53,54	70,00	793,80	14,83	0,75	1,10	24,13
				Médias		85,88	973,91	20,52		1,43	31,37

Ensaio de Carga Pontual

Cliente:			
Empresa:	Rio Deserto	Contato:	Data: 10-Nov-2002

Amostra:			
Rocha:	Arenito Laminado	Res. Comp. previsto:	Mpa
Origem da amostra:	Mina Barro Branco	Orientação eixo/descont.:	graus
Arenito cinza de granulometria fina intercalado com siltito			
Realce no teto (over cast), frente da lavra do Paineil 2A			

Temperatura do ensaio:	30
------------------------	----

Corpo de Prova	Dimensões					Cálculo da Resistência a Compressão (Mpa)					
	Diâmetro (cm)	Largura (cm)	Comp (cm)	A (Dia*Larg)	De2 (cm2)	Pressão (kgf/cm2)	Força-P (kgf)	Is (P/De2) (kgf/cm2)	F (De/50)	Is50 (F*Is) (MPa)	Resist Comp (MPa)
1	2,88	5,81	8,87	16,73	21,30	80,00	907,20	42,58	0,50	2,08	45,78
2	4,10	8,68	10,39	35,61	45,33	82,00	929,88	20,51	0,70	1,41	30,98
3	3,94	5,98	10,63	23,56	30,00	115,00	1304,10	43,47	0,58	2,48	54,52
4	4,36	6,35	9,82	27,72	35,29	70,00	793,80	22,49	0,63	1,38	30,35
5	3,99	5,19	11,34	20,73	26,39	87,00	986,58	37,38	0,55	2,01	44,26
6	2,66	5,95	7,02	15,81	20,13	52,50	595,35	29,58	0,49	1,41	31,00
7	3,03	6,39	6,67	19,36	24,66	52,50	595,35	24,15	0,53	1,26	27,72
8	3,50	4,26	10,36	14,93	19,01	82,00	929,88	48,92	0,47	2,27	49,97
9	4,67	7,65	9,83	35,68	45,43	95,00	1077,30	23,72	0,70	1,63	35,85
10	4,31	5,41	11,54	23,29	29,66	85,00	963,90	32,50	0,58	1,84	40,55
11	3,64	5,70	10,54	20,72	26,39	70,00	793,80	30,08	0,55	1,62	35,61
12	2,42	6,34	6,82	15,35	19,55	30,00	340,20	17,40	0,48	0,82	18,00
13	3,34	4,38	9,65	14,62	18,62	55,00	623,70	33,50	0,47	1,54	33,90
14	4,14	5,59	14,47	23,12	29,43	125,00	1417,50	48,16	0,58	2,72	59,88
15	4,33	6,03	11,25	26,07	33,20	120,00	1360,80	40,99	0,61	2,45	53,81
16	4,51	3,11	15,45	14,02	17,85	50,00	567,00	31,76	0,46	1,43	31,53
17	3,99	6,33	14,69	25,25	32,15	70,00	793,80	24,69	0,60	1,45	31,94
18	4,37	11,00	13,70	48,07	61,20	160,00	1814,40	29,64	0,80	2,33	51,24
19	7,35	12,67	12,81	93,12	118,57	197,00	2233,98	18,84	1,08	1,99	43,86
20	3,04	7,74	13,35	23,53	29,96	82,00	929,88	31,04	0,58	1,77	38,90

21	4,96	8,00	12,72	39,68	50,52	110,00	1247,40	24,69	0,74	1,78	39,15
22	6,00	7,47	12,84	44,82	57,07	142,00	1610,28	28,22	0,78	2,15	47,27
23	4,07	9,88	13,16	40,21	51,20	140,00	1587,60	31,01	0,74	2,25	49,46
24	3,67	7,38	14,39	27,08	34,49	70,00	793,80	23,02	0,62	1,40	30,74
25	4,49	9,13	10,20	40,99	52,19	140,00	1587,60	30,42	0,75	2,22	48,94
26	4,07	10,08	10,90	41,03	52,24	150,00	1701,00	32,56	0,75	2,38	52,42
27	4,06	7,86	10,64	31,91	40,63	105,00	1190,70	29,31	0,67	1,91	42,13
28	5,19	9,09	13,07	47,18	60,07	175,00	1984,50	33,04	0,80	2,57	56,63
29	5,31	8,02	12,89	42,59	54,22	170,00	1927,80	35,55	0,76	2,65	58,20
30	3,30	11,18	12,95	36,89	46,97	135,00	1530,90	32,59	0,71	2,27	50,01
31	3,47	6,18	10,61	21,44	27,30	80,00	907,20	33,23	0,56	1,82	39,94
32	3,97	10,61	12,13	42,12	53,63	162,00	1837,08	34,25	0,76	2,54	55,80
33	4,36	9,31	12,09	40,58	51,67	75,00	850,50	16,46	0,74	1,20	26,37
34	2,96	13,06	14,62	38,66	49,22	152,00	1723,68	35,02	0,73	2,49	54,88
35	3,03	9,78	12,22	29,63	37,73	165,00	1871,10	49,59	0,64	3,13	68,95
36	2,74	9,19	11,04	25,18	32,06	70,00	793,80	24,76	0,60	1,45	31,99
37	3,13	8,28	11,58	25,92	33,00	70,00	793,80	24,06	0,61	1,43	31,49
38	3,94	9,38	15,52	36,96	47,06	148,00	1678,32	35,67	0,71	2,49	54,78
39	3,46	8,63	13,97	29,86	38,02	90,00	1020,60	26,84	0,65	1,70	37,45
40	3,89	6,73	11,26	26,18	33,33	102,00	1156,68	34,70	0,61	2,07	45,63
41	3,43	7,55	8,72	25,90	32,97	84,00	952,56	28,89	0,61	1,72	37,81
				Médias		104,76	1187,93	31,10		1,94	42,68

Ensaio de Carga Pontual

Cliente:			
Empresa:	Rio Deserto	Contato:	Data: 19-Mar-2002

Amostra:			
Rocha:	Arenito Maciço	Res. Comp. previsto:	Mpa
Origem da amostra:	Mina Barro Branco	Orientação eixo/descont.:	graus
Arenito cinza de granulometria fina			
Realce no teto (over cast), frente da lavra do Eixo - galeria 3-5 câmara 84			

Temperatura do ensaio:	26
------------------------	----

Corpo de Prova	Dimensões					Cálculo da Resistência a Compressão (Mpa)					
	Diâmetro (cm)	Largura (cm)	Comp (cm)	A (Dia*Larg)	De2 (cm2)	Pressão (kgf/cm2)	Força-P (kgf)	Is (P/De2) (kgf/cm2)	F (De/50)	Is50 (F*Is) (MPa)	Resist Comp (MPa)
1	5,49	8,64	9,89	47,43	60,39	115,00	1304,10	21,59	0,80	1,69	37,10
2	4,23	7,84	10,30	33,12	42,17	75,00	850,50	20,17	0,68	1,34	29,48
3	4,62	6,77	10,49	31,28	39,82	50,00	567,00	14,24	0,66	0,92	20,28
4	4,66	7,18	10,77	33,46	42,60	42,00	476,28	11,18	0,68	0,75	16,42
5	4,07	7,31	9,27	29,75	37,88	87,00	986,58	26,04	0,65	1,65	36,28
6	3,88	9,96	12,29	38,63	49,18	100,00	1134,00	23,06	0,73	1,64	36,12
7	4,75	8,05	10,90	38,24	48,69	165,00	1871,10	38,43	0,72	2,72	59,93
8	5,47	6,54	12,16	35,75	45,51	155,00	1757,70	38,62	0,70	2,66	58,43
9	5,15	8,44	9,32	43,47	55,34	210,00	2381,40	43,03	0,77	3,23	71,09
10	4,78	6,54	7,45	31,26	39,80	95,00	1077,30	27,07	0,66	1,75	38,55
11	4,67	8,37	11,70	39,09	49,77	45,00	510,30	10,25	0,73	0,73	16,15
12	4,75	7,23	8,33	34,34	43,73	60,00	680,40	15,56	0,69	1,05	23,12
13	3,63	7,96	10,19	28,89	36,79	106,00	1202,04	32,67	0,64	2,04	44,92
14	3,70	6,35	8,21	23,50	29,91	85,00	963,90	32,22	0,58	1,83	40,36
15	3,69	5,10	10,74	18,82	23,96	65,00	737,10	30,76	0,53	1,58	34,87
16	4,73	7,21	13,44	34,10	43,42	100,00	1134,00	26,12	0,69	1,76	38,68
17	6,19	6,75	15,41	41,78	53,20	155,00	1757,70	33,04	0,75	2,44	53,62
18	4,40	6,19	15,44	27,24	34,68	100,00	1134,00	32,70	0,62	1,99	43,78
19	2,81	4,20	15,50	11,80	15,03	45,00	510,30	33,96	0,43	1,42	31,20
20	3,29	4,83	15,03	15,89	20,23	55,00	623,70	30,83	0,49	1,47	32,38

21	6,34	8,78	12,74	55,67	70,88	240,00	2721,60	38,40	0,86	3,22	70,91
22	6,06	6,46	12,74	39,15	49,84	145,00	1644,30	32,99	0,73	2,36	51,99
23	5,40	7,10	12,65	38,31	48,78	50,00	567,00	11,62	0,72	0,82	18,14
24	5,21	5,34	13,44	27,82	35,42	90,00	1020,60	28,81	0,63	1,77	38,94
25	5,57	7,70	10,44	42,85	54,56	122,00	1383,48	25,36	0,76	1,89	41,62
				Médias		102,28	1159,86	27,15		1,79	39,38

Ensaio de Carga Pontual

Cliente:			
Empresa:	Rio Deserto	Contato:	Data: 10-Nov-2002

Amostra:			
Rocha:	Arenito Maciço	Res. Comp. previsto:	Mpa
Origem da amostra:	Mina Barro Branco	Orientação eixo/descont.:	graus
Arenito cinza de granulometria fina			
Realce no teto (over cast), frente da lavra do painel 2A			

Temperatura do ensaio:	30
------------------------	----

Corpo de Prova	Dimensões					Cálculo da Resistência a Compressão (Mpa)					
	Diâmetro (cm)	Largura (cm)	Comp (cm)	A (Dia*Larg)	De2 (cm2)	Pressão (kgf/cm2)	Força-P (kgf)	Is (P/De2) (kgf/cm2)	F (De/50)	Is50 (F*Is) (MPa)	Resist Comp (MPa)
1	4,71	3,15	7,84	14,85	18,90	80,00	907,20	47,99	0,47	2,22	48,90
2	6,25	4,15	7,30	25,94	33,02	60,00	680,40	20,60	0,61	1,23	26,98
3	3,45	5,65	6,05	19,49	24,82	65,00	737,10	29,70	0,53	1,55	34,20
4	4,70	5,31	5,69	24,96	31,78	52,00	589,68	18,56	0,60	1,09	23,88
5	3,28	5,65	7,18	18,53	23,60	110,00	1247,40	52,87	0,52	2,71	59,51
6	4,25	6,99	9,69	29,71	37,82	107,00	1213,38	32,08	0,65	2,03	44,65
7	3,30	6,49	7,95	21,39	27,23	80,00	907,20	33,31	0,56	1,82	40,00
8	3,67	5,59	8,85	20,50	26,10	60,00	680,40	26,07	0,55	1,40	30,71
9	3,69	6,29	8,83	23,21	29,55	57,00	646,38	21,87	0,58	1,24	27,25
10	4,19	6,21	9,31	26,03	33,14	167,00	1893,78	57,14	0,61	3,41	74,95
11	4,72	7,05	7,31	33,25	42,34	155,00	1757,70	41,51	0,68	2,76	60,80
12	4,75	5,66	10,25	26,89	34,23	110,00	1247,40	36,44	0,62	2,20	48,50
13	3,81	5,40	7,12	20,55	26,17	75,00	850,50	32,50	0,55	1,74	38,33
14	3,28	5,99	10,58	19,60	24,96	185,00	2097,90	84,06	0,54	4,41	97,05
15	5,07	7,48	7,43	37,93	48,30	160,00	1814,40	37,57	0,72	2,65	58,38
16	4,95	6,70	12,16	33,13	42,19	120,00	1360,80	32,26	0,68	2,14	47,16
17	6,55	5,81	7,27	38,10	48,51	185,00	2097,90	43,25	0,72	3,06	67,33
18	5,51	8,01	9,29	44,13	56,18	112,00	1270,08	22,61	0,77	1,71	37,60
19	5,51	9,09	9,82	50,07	63,75	212,00	2404,08	37,71	0,82	3,02	66,39
20	5,46	6,46	11,39	35,31	44,96	87,00	986,58	21,94	0,70	1,50	33,02

21	2,73	6,85	8,53	18,69	23,80	60,00	680,40	28,59	0,52	1,47	32,31
22	4,18	7,18	10,27	30,03	38,23	120,00	1360,80	35,59	0,65	2,26	49,79
23	6,50	6,63	9,82	43,08	54,85	155,00	1757,70	32,04	0,76	2,40	52,73
24	5,98	6,96	7,62	41,62	53,00	180,00	2041,20	38,52	0,75	2,84	62,40
25	3,53	8,46	10,71	29,85	38,00	110,00	1247,40	32,82	0,65	2,08	45,79
26	4,74	7,12	10,28	33,71	42,92	130,00	1474,20	34,35	0,68	2,30	50,61
27	5,56	5,12	6,10	28,44	36,21	60,00	680,40	18,79	0,63	1,17	25,65
28	3,26	4,67	6,13	15,22	19,38	45,00	510,30	26,33	0,48	1,23	27,13
29	4,29	4,83	10,57	20,71	26,37	102,00	1156,68	43,86	0,55	2,36	51,91
30	6,11	4,50	6,26	27,49	35,00	82,00	929,88	26,57	0,62	1,62	35,71
31	7,33	6,35	8,66	46,56	59,28	270,00	3061,80	51,65	0,79	4,00	88,01
32	4,06	7,39	10,42	29,99	38,18	137,00	1553,58	40,69	0,65	2,59	56,88
33	4,24	5,44	6,91	23,05	29,34	120,00	1360,80	46,38	0,58	2,62	57,59
34	3,87	7,87	11,96	30,42	38,73	160,00	1814,40	46,85	0,65	3,00	65,91
35	5,68	8,11	11,16	46,04	58,62	290,00	3288,60	56,10	0,79	4,32	95,12
36	5,30	8,70	9,03	46,11	58,71	275,00	3118,50	53,12	0,79	4,10	90,12
37	6,23	9,88	12,53	61,51	78,32	270,00	3061,80	39,09	0,90	3,43	75,51
38	6,39	6,67	12,25	42,60	54,24	150,00	1701,00	31,36	0,76	2,33	51,34
39	6,35	4,89	8,63	31,01	39,49	160,00	1814,40	45,95	0,66	2,96	65,21
40	6,97	7,53	10,46	52,43	66,76	212,00	2404,08	36,01	0,83	2,94	64,73
41	7,12	7,13	9,56	50,77	64,64	170,00	1927,80	29,83	0,82	2,40	52,84

					Médias	134,07	1520,39	37,18		2,40	52,75
--	--	--	--	--	---------------	---------------	----------------	--------------	--	-------------	--------------

Anexo F

Resultado dos Cálculos do CMRR

PLANILHA DE CÁLCULO DO ÍNDICE DA UNIDADE (UR)

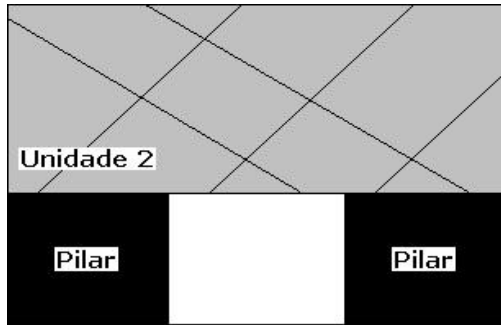
Nome da mina: **Mina Barro Branco**

Data: **Set/2002**

Localização _____

Responsável: **Eng. Anderson L. Weiss**

CASO 1



Unidade nº 2
Arenito Maciço c/ falhas

Descontinuidades

	Família 1	Família 2	Família 3
Coesão - Rugosidade (Tabela 3.3)	20		
	+	+	+
Espaçamento - Persistência (Tabela 3.4)	30		
Índice Individual das Descontinuidades	50		
Entrar com o menor Índice Individual das Descontinuidades		50	
Se existir mais de uma família de descontinuidade, entrar com o ajuste de múltiplas descontinuidades (Tabela 3.5). Caso contrário, o valor é zero		+	
		0	
		+	
Resistência da rocha (Unidade) à compressão (Tabela 3.6)		15	
		+	
Sensibilidade da rocha (Unidade) à umidade (Tabela 3.7)		0	
Índice da Unidade (UR)		65	

PLANILHA DE CÁLCULO DO TETO (CMRR)

Nome da mina: **Mina Barro Branco**

Data: **Set/2002**

Localização _____

Responsável: **Eng. Anderson L. Weiss**

Cálculo do peso médio da Unidade (RRw)

	UR		Espessura da Unidade (m)		
Unidade 1	-	x	-	=	-
			+		+
Unidade 2	65	x	1,05	=	68,25
			+		+
Unidade 3		x		=	
				=	
Intervalo do Parafuso (m)			1,05		68,25

RRw

65

Cálculo da Diferença da Camada Forte (SBD)

Maior UR	-	Camada Forte (SB)	SB	-	RRw		=	SBD	-
----------	---	-------------------	----	---	-----	--	---	-----	---

Ajuste para Camada Forte (Tabela 3.8) e (Tabela 3.9)

+

0

Ajuste para os contatos entre Unidades (Tabela 3.10)

+

0

Ajuste para a presença de água (tabela 3.11)

+

-7

Ajuste da sobrecarga (Tabela 3.12)

+

0

CMRR =

58

PLANILHA DE CÁLCULO DO ÍNDICE DA UNIDADE (UR)

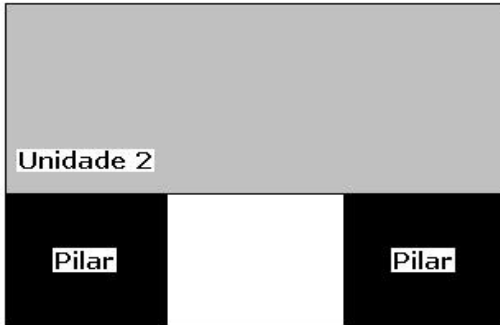
Nome da mina: **Mina Barro Branco**

Data: **Set/2002**

Localização _____

Responsável: **Eng. Anderson L. Weiss**

CASO 2



Unidade nº 2
Arenito Maciço s/ falhas

Descontinuidades

	Família 1	Família 2	Família 3
Coesão - Rugosidade (Tabela 3.3)	35		
	+	+	+
Espaçamento - Persistência (Tabela 3.4)	35		
Índice Individual das Descontinuidades	70		
	<i>Rocha intacta</i>		
Entrar com o menor Índice Individual das Descontinuidades		70	
Se existir mais de uma família de descontinuidade, entrar com o ajuste de multiplas descontinuidades (Tabela 3.5). Caso contrário, o valor é zero		+	
		0	
		+	
Resistência da rocha (Unidade) à compressão (Tabela 3.6)		15	
		+	
Sensibilidade da rocha (Unidade) à umidade (Tabela 3.7)		0	
		—	
Índice da Unidade (UR)		85	

PLANILHA DE CÁLCULO DO TETO (CMRR)

Nome da mina: **Mina Barro Branco**

Data: **Set/2002**

Localização _____

Responsável: **Eng. Anderson L. Weiss**

Cálculo do peso médio da Unidade (RRw)

	UR		Espessura da Unidade (m)		
Unidade 1	-	x	-	=	-
			+		+
Unidade 2	85	x	1,05	=	89,25
			+		+
Unidade 3		x		=	
				=	
Intervalo do Parafuso (m)			1,05		89,25

RRw

85

Cálculo da Diferença da Camada Forte (SBD)

Maior UR	-	Camada Forte (SB)	SB	-	RRw		=	SBD	-
----------	---	-------------------	----	---	-----	--	---	-----	---

Ajuste para Camada Forte (Tabela 3.8) e (Tabela 3.9)

+

0

Ajuste para os contatos entre Unidades (Tabela 3.10)

+

0

Ajuste para a presença de água (tabela 3.11)

+

0

Ajuste da sobrecarga (Tabela 3.12)

+

0

CMRR =

85

PLANILHA DE CÁLCULO DO ÍNDICE DA UNIDADE (UR)

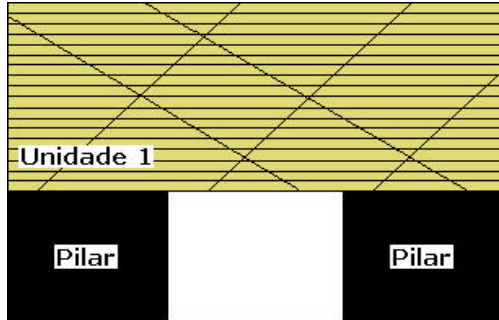
Nome da mina: **Mina Barro Branco**

Data: **Set/2002**

Localização _____

Responsável: **Eng. Anderson L. Weiss**

CASO 3



Unidade nº 1
Arenito Laminado c/ falhas

Descontinuidades

	Família 1	Família 2	Família 3
Coesão - Rugosidade (Tabela 3.3)	25	20	<input style="width: 80px; height: 30px;" type="text"/>
	+	+	+
Espaçamento - Persistência (Tabela 3.4)	9	30	<input style="width: 80px; height: 30px;" type="text"/>
Índice Individual das Descontinuidades	34	50	<input style="width: 80px; height: 30px;" type="text"/>

Entrar com o menor Índice Individual das Descontinuidades

34

Se existir mais de uma família de descontinuidade, entrar com o ajuste de multiplas descontinuidades (Tabela 3.5). Caso contrário, o valor é zero

+

-2

Resistência da rocha (Unidade) à compressão (Tabela 3.6)

+

15

Sensibilidade da rocha (Unidade) à umidade (Tabela 3.7)

+

-3

Índice da Unidade (UR)

—

44

PLANILHA DE CÁLCULO DO TETO (CMRR)

Nome da mina: **Mina Barro Branco**

Data: **Set/2002**

Localização _____

Responsável: **Eng. Anderson L. Weiss**

Cálculo do peso médio da Unidade (RRw)

	UR		Espessura da Unidade (m)		
Unidade 1	44	x	1,05	=	46,2
			+		+
Unidade 2	-	x	-	=	-
			+		+
Unidade 3		x		=	
Intervalo do Parafuso (m)			1,05		46,20

RRw

44

Cálculo da Diferença da Camada Forte (SBD)

Maior UR	-	Camada Forte (SB)	-		SB		-		RRw		=	-		SBD
----------	---	-------------------	---	--	----	--	---	--	-----	--	---	---	--	-----

Ajuste para Camada Forte (Tabela 3.8) e (Tabela 3.9)

+

0

Ajuste para os contatos entre Unidades (Tabela 3.10)

+

0

Ajuste para a presença de água (tabela 3.11)

+

-7

Ajuste da sobrecarga (Tabela 3.12)

+

0

CMRR =

37

PLANILHA DE CÁLCULO DO ÍNDICE DA UNIDADE (UR)

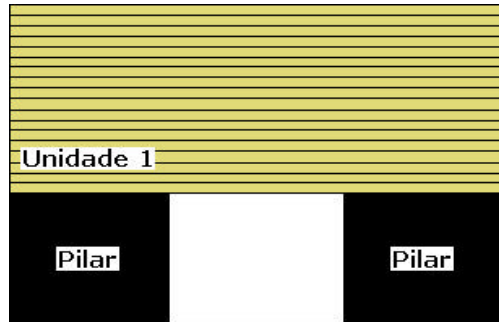
Nome da mina: **Mina Barro Branco**

Data: **Set/2002**

Localização _____

Responsável: **Eng. Anderson L. Weiss**

CASO 4



Unidade nº 1
Arenito Laminado s/ falhas

Descontinuidades

	Família 1	Família 2	Família 3
Coesão - Rugosidade (Tabela 3.3)	25		
	+	+	+
Espaçamento - Persistência (Tabela 3.4)	9		
Índice Individual das Descontinuidades	34		
Entrar com o menor Índice Individual das Descontinuidades		34	
Se existir mais de uma família de descontinuidade, entrar com o ajuste de múltiplas descontinuidades (Tabela 3.5). Caso contrário, o valor é zero		+	
		0	
		+	
Resistência da rocha (Unidade) à compressão (Tabela 3.6)		15	
		+	
Sensibilidade da rocha (Unidade) à umidade (Tabela 3.7)		-3	
		-	
Índice da Unidade (UR)		46	

PLANILHA DE CÁLCULO DO TETO (CMRR)

Nome da mina: **Mina Barro Branco**

Data: **Set/2002**

Localização _____

Responsável: **Eng. Anderson L. Weiss**

Cálculo do peso médio da Unidade (RRw)

	UR		Espessura da Unidade (m)		
Unidade 1	46	x	1,05	=	48,30
			+		+
Unidade 2	-	x	-	=	-
			+		+
Unidade 3		x		=	
Intervalo do Parafuso (m)			1,05		48,30

RRw

46

Cálculo da Diferença da Camada Forte (SBD)

Maior UR	-	Camada Forte (SB)	-		-		-		-
----------	---	-------------------	---	--	---	--	---	--	---

Ajuste para Camada Forte (Tabela 3.8) e (Tabela 3.9)

+

0

Ajuste para os contatos entre Unidades (Tabela 3.10)

+

0

Ajuste para a presença de água (tabela 3.11)

+

0

Ajuste da sobrecarga (Tabela 3.12)

+

0

CMRR =

46

PLANILHA DE CÁLCULO DO ÍNDICE DA UNIDADE (UR)

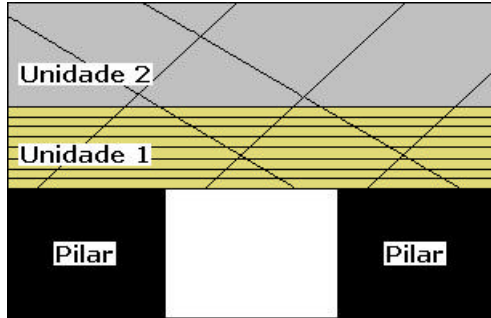
Nome da mina: **Mina Barro Branco**

Data: **Set/2002**

Localização _____

Responsável: **Eng. Anderson L. Weiss**

CASO 5



Unidade nº 1
Arenito Laminado c/ falhas

Descontinuidades

	Família 1	Família 2	Família 3
Coesão - Rugosidade (Tabela 3.3)	25	20	<input style="width: 80px; height: 30px;" type="text"/>
	+	+	+
Espaçamento - Persistência (Tabela 3.4)	9	30	<input style="width: 80px; height: 30px;" type="text"/>
Índice Individual das Descontinuidades	34	50	<input style="width: 80px; height: 30px;" type="text"/>

Entrar com o menor Índice Individual das Descontinuidades

34

Se existir mais de uma família de descontinuidade, entrar com o ajuste de multiplas descontinuidades (Tabela 3.5). Caso contrário, o valor é zero

+

-2

Resistência da rocha (Unidade) à compressão (Tabela 3.6)

+

15

Sensibilidade da rocha (Unidade) à umidade (Tabela 3.7)

+

-3

Índice da Unidade (UR)

—————

44

PLANILHA DE CÁLCULO DO ÍNDICE DA UNIDADE (UR)

Nome da mina: **Mina Barro Branco**

Data: **Set/2002**

Localização _____

Responsável: **Eng. Anderson L. Weiss**

CASO 5

Unidade nº 2 Arenito Maciço c/ falhas

Descontinuidades

	Família 1	Família 2	Família 3
Coesão - Rugosidade (Tabela 3.3)	<input type="text" value="20"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>
	+	+	+
Espaçamento - Persistência (Tabela 3.4)	<input type="text" value="30"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>
Índice Individual das Descontinuidades	<input type="text" value="50"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>

Entrar com o menor Índice Individual das Descontinuidades

Se existir mais de uma família de descontinuidade, entrar com o ajuste de múltiplas descontinuidades (Tabela 3.5). Caso contrário, o valor é zero

+

Resistência da rocha (Unidade) à compressão (Tabela 3.6)

+

Sensibilidade da rocha (Unidade) à umidade (Tabela 3.7)

**Índice da Unidade
(UR)**

PLANILHA DE CÁLCULO DO TETO (CMRR)

Nome da mina: **Mina Barro Branco**

Data: **Set/2002**

Localização _____

Responsável: **Eng. Anderson L. Weiss**

Cálculo do peso médio da Unidade (RRw)

		UR		Espessura da Unidade (m)		
CASO 5A	Unidade 1	44	x	0,15	=	6,60
				+		+
	Unidade 2	65	x	0,90	=	58,50
				+		+
	Unidade 3		x		=	
	Intervalo do Parafuso (m)			1,05		65,10

RRw

62

Cálculo da Diferença da Camada Forte (SBD)

Maior UR	65	Camada Forte (SB)	SB	65	-	RRw	=	SBD	3
----------	----	-------------------	----	----	---	-----	---	-----	---

Ajuste para Camada Forte (Tabela 3.8) e (Tabela 3.9)

+

0

Ajuste para os contatos entre Unidades (Tabela 3.10)

+

-2

Ajuste para a presença de água (tabela 3.11)

+

-7

Ajuste da sobrecarga (Tabela 3.12)

+

0

CMRR = 53

PLANILHA DE CÁLCULO DO TETO (CMRR)

Nome da mina: **Mina Barro Branco**

Data: **Set/2002**

Localização _____

Responsável: **Eng. Anderson L. Weiss**

Cálculo do peso médio da Unidade (RRw)

		UR		Espessura da Unidade (m)			
CASO 5B	Unidade 1	44	x	0,75	=	33,00	
				+		+	
	Unidade 2	65	x	0,30	=	19,50	
				+		+	
	Unidade 3		x		=		

Intervalo do Parafuso (m)				1,05		52,50	

RRw

50

Cálculo da Diferença da Camada Forte (SBD)

Maior UR	65	Camada Forte (SB)	65	-	50	=	15
----------	----	-------------------	----	---	----	---	----

Ajuste para Camada Forte (Tabela 3.8) e (Tabela 3.9)

+

4

Ajuste para os contatos entre Unidades (Tabela 3.10)

+

-2

Ajuste para a presença de água (tabela 3.11)

+

-7

Ajuste da sobrecarga (Tabela 3.12)

+

0

CMRR = 45

PLANILHA DE CÁLCULO DO ÍNDICE DA UNIDADE (UR)

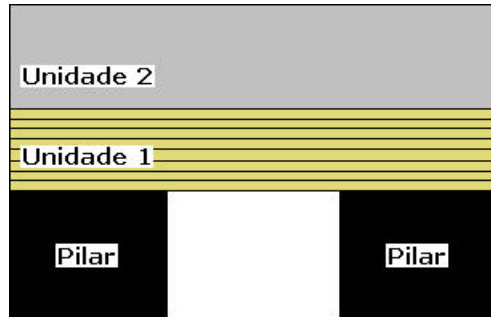
Nome da mina: **Mina Barro Branco**

Data: **Set/2002**

Localização _____

Responsável: **Eng. Anderson L. Weiss**

CASO 6



Unidade nº 1
Arenito Laminado s/ falhas

Descontinuidades

	Família 1	Família 2	Família 3
Coesão - Rugosidade (Tabela 3.3)	25		
	+	+	+
Espaçamento - Persistência (Tabela 3.4)	9		
Índice Individual das Descontinuidades	34		
Entrar com o menor Índice Individual das Descontinuidades		34	
Se existir mais de uma família de descontinuidade, entrar com o ajuste de múltiplas descontinuidades (Tabela 3.5). Caso contrário, o valor é zero		+	0
		+	
Resistência da rocha (Unidade) à compressão (Tabela 3.6)		15	
		+	
Sensibilidade da rocha (Unidade) à umidade (Tabela 3.7)		-3	
		-	
Índice da Unidade (UR)		46	

PLANILHA DE CÁLCULO DO ÍNDICE DA UNIDADE (UR)

Nome da mina: **Mina Barro Branco**

Data: **Set/2002**

Localização _____

Responsável: **Eng. Anderson L. Weiss**

CASO 6

Unidade nº 2 Arenito Maciço s/ falhas

Descontinuidades

	Família 1	Família 2	Família 3
Coesão - Rugosidade (Tabela 3.3)	<input type="text" value="35"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>
	+	+	+
Espaçamento - Persistência (Tabela 3.4)	<input type="text" value="35"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>
Índice Individual das Descontinuidades	<input type="text" value="70"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>

Entrar com o menor Índice Individual das Descontinuidades

Se existir mais de uma família de descontinuidade, entrar com o ajuste de múltiplas descontinuidades (Tabela 3.5). Caso contrário, o valor é zero

+

Resistência da rocha (Unidade) à compressão (Tabela 3.6)

+

Sensibilidade da rocha (Unidade) à umidade (Tabela 3.7)

+

**Índice da Unidade
(UR)**

PLANILHA DE CÁLCULO DO TETO (CMRR)

Nome da mina: **Mina Barro Branco**

Data: **Set/2002**

Localização _____

Responsável: **Eng. Anderson L. Weiss**

Cálculo do peso médio da Unidade (RRw)

		UR		Espessura da Unidade (m)			
CASO 6A	Unidade 1	46	x	0,15	=	6,90	
				+		+	
	Unidade 2	85	x	0,90	=	76,50	
				+		+	
	Unidade 3		x		=		
Intervalo do Parafuso (m)				1,05		83,40	

RRw

79

Cálculo da Diferença da Camada Forte (SBD)

Maior UR	85	Camada Forte (SB)	85	-	79	=	6
----------	----	-------------------	----	---	----	---	---

Ajuste para Camada Forte (Tabela 3.8) e (Tabela 3.9)

+

2

+

Ajuste para os contatos entre Unidades (Tabela 3.10)

-2

+

Ajuste para a presença de água (tabela 3.11)

0

+

Ajuste da sobrecarga (Tabela 3.12)

0

CMRR = 79

PLANILHA DE CÁLCULO DO TETO (CMRR)

Nome da mina: **Mina Barro Branco**

Data: **Set/2002**

Localização _____

Responsável: **Eng. Anderson L. Weiss**

Cálculo do peso médio da Unidade (RRw)

		UR		Espessura da Unidade (m)			
CASO 6B	Unidade 1	46	x	0,75	=	34,50	
				+		+	
	Unidade 2	85	x	0,30	=	25,50	
				+		+	
	Unidade 3		x		=		

	Intervalo do Parafuso (m)			1,05		60,00	

RRw

57

Cálculo da Diferença da Camada Forte (SBD)

Maior UR	85	Camada Forte (SB)	85	-	57	=	28
----------	----	-------------------	----	---	----	---	----

Ajuste para Camada Forte (Tabela 3.8) e (Tabela 3.9)

+

7

+

Ajuste para os contatos entre Unidades (Tabela 3.10)

-2

+

Ajuste para a presença de água (tabela 3.11)

0

+

Ajuste da sobrecarga (Tabela 3.12)

0

CMRR =

62

Anexo G

**Cálculo do Comprimento dos Parafusos e
da Intensidade de Carga dos Parafusos**

Comprimento do Parafuso de Teto

Cálculo do comprimento do parafuso (L_B) em função da espessura de cobertura (H), da interseção das galerias (Is) e do CMRR.

$$L_B = (Is/13) (\log_{10} H) ((100-CMRR/100)^{1.5})$$

CMRR original

	Is (ft)	Is (m)	Cobertura (ft)	Cobertura (m)	L_B (ft)	L_B (m)
CASO 1	24,6	7,5	50	15,24	0,88	0,27
	24,6	7,5	100	30,48	1,03	0,31
	24,6	7,5	150	45,72	1,12	0,34
	24,6	7,5	200	60,96	1,19	0,36
	24,6	7,5	250	76,2	1,24	0,38
CMRR = 58	24,6	7,5	300	91,44	1,28	0,39
	24,6	7,5	350	106,68	1,31	0,40
	27,9	8,5	50	15,24	0,99	0,30
	27,9	8,5	100	30,48	1,17	0,36
	27,9	8,5	150	45,72	1,27	0,39
CASO 1	27,9	8,5	200	60,96	1,34	0,41
	27,9	8,5	250	76,2	1,40	0,43
	27,9	8,5	300	91,44	1,45	0,44
	27,9	8,5	350	106,68	1,49	0,45
	31,2	9,5	50	15,24	1,11	0,34
CASO 1	31,2	9,5	100	30,48	1,31	0,40
	31,2	9,5	150	45,72	1,42	0,43
	31,2	9,5	200	60,96	1,50	0,46
	31,2	9,5	250	76,2	1,56	0,48
	31,2	9,5	300	91,44	1,62	0,49
CMRR = 58	31,2	9,5	350	106,68	1,66	0,51
	34,4	10,5	50	15,24	1,23	0,37
	34,4	10,5	100	30,48	1,44	0,44
	34,4	10,5	150	45,72	1,57	0,48
	34,4	10,5	200	60,96	1,66	0,51
CASO 1	34,4	10,5	250	76,2	1,73	0,53
	34,4	10,5	300	91,44	1,79	0,54
	34,4	10,5	350	106,68	1,83	0,56

CMRR ajustado

	Is (ft)	Is (m)	Cobertura (ft)	Cobertura (m)	L_B (ft)	L_B (m)
CASO 1	24,6	7,5	50	15,24	1,07	0,33
	24,6	7,5	100	30,48	1,26	0,38
	24,6	7,5	150	45,72	1,37	0,42
	24,6	7,5	200	60,96	1,45	0,44
	24,6	7,5	250	76,2	1,51	0,46
CMRR = 52	24,6	7,5	300	91,44	1,56	0,48
	24,6	7,5	350	106,68	1,60	0,49
	27,9	8,5	50	15,24	1,21	0,37
	27,9	8,5	100	30,48	1,43	0,43
	27,9	8,5	150	45,72	1,55	0,47
CASO 1	27,9	8,5	200	60,96	1,64	0,50
	27,9	8,5	250	76,2	1,71	0,52
	27,9	8,5	300	91,44	1,77	0,54
	27,9	8,5	350	106,68	1,81	0,55
	31,2	9,5	50	15,24	1,35	0,41
CASO 1	31,2	9,5	100	30,48	1,59	0,49
	31,2	9,5	150	45,72	1,74	0,53
	31,2	9,5	200	60,96	1,83	0,56
	31,2	9,5	250	76,2	1,91	0,58
	31,2	9,5	300	91,44	1,98	0,60
CMRR = 52	31,2	9,5	350	106,68	2,03	0,62
	34,4	10,5	50	15,24	1,50	0,46
	34,4	10,5	100	30,48	1,76	0,54
	34,4	10,5	150	45,72	1,92	0,58
	34,4	10,5	200	60,96	2,03	0,62
CASO 1	34,4	10,5	250	76,2	2,11	0,64
	34,4	10,5	300	91,44	2,18	0,67
	34,4	10,5	350	106,68	2,24	0,68

CMRR original

	Is (ft)	Is (m)	Cobertura (ft)	Cobertura (m)	L _B (ft)	L _B (m)	
CASO 2	24,6	7,5	50	15,24	0,19	0,06	
	24,6	7,5	100	30,48	0,22	0,07	
	24,6	7,5	150	45,72	0,24	0,07	
	24,6	7,5	200	60,96	0,25	0,08	
	CMRR = 85	24,6	7,5	250	76,2	0,26	0,08
		24,6	7,5	300	91,44	0,27	0,08
		24,6	7,5	350	106,68	0,28	0,09
CASO 2	27,9	8,5	50	15,24	0,21	0,06	
	27,9	8,5	100	30,48	0,25	0,08	
	27,9	8,5	150	45,72	0,27	0,08	
	27,9	8,5	200	60,96	0,29	0,09	
	CMRR = 85	27,9	8,5	250	76,2	0,30	0,09
		27,9	8,5	300	91,44	0,31	0,09
		27,9	8,5	350	106,68	0,32	0,10
CASO 2	31,2	9,5	50	15,24	0,24	0,07	
	31,2	9,5	100	30,48	0,28	0,08	
	31,2	9,5	150	45,72	0,30	0,09	
	31,2	9,5	200	60,96	0,32	0,10	
	CMRR = 85	31,2	9,5	250	76,2	0,33	0,10
		31,2	9,5	300	91,44	0,35	0,11
		31,2	9,5	350	106,68	0,35	0,11
CASO 2	34,4	10,5	50	15,24	0,26	0,08	
	34,4	10,5	100	30,48	0,31	0,09	
	34,4	10,5	150	45,72	0,34	0,10	
	34,4	10,5	200	60,96	0,35	0,11	
	CMRR = 85	34,4	10,5	250	76,2	0,37	0,11
		34,4	10,5	300	91,44	0,38	0,12
		34,4	10,5	350	106,68	0,39	0,12

CMRR ajustado

	Is (ft)	Is (m)	Cobertura (ft)	Cobertura (m)	L _B (ft)	L _B (m)	
CASO 2	24,6	7,5	50	15,24	0,27	0,08	
	24,6	7,5	100	30,48	0,31	0,10	
	24,6	7,5	150	45,72	0,34	0,10	
	24,6	7,5	200	60,96	0,36	0,11	
	CMRR = 81	24,6	7,5	250	76,2	0,38	0,11
		24,6	7,5	300	91,44	0,39	0,12
		24,6	7,5	350	106,68	0,40	0,12
CASO 2	27,9	8,5	50	15,24	0,30	0,09	
	27,9	8,5	100	30,48	0,36	0,11	
	27,9	8,5	150	45,72	0,39	0,12	
	27,9	8,5	200	60,96	0,41	0,12	
	CMRR = 81	27,9	8,5	250	76,2	0,43	0,13
		27,9	8,5	300	91,44	0,44	0,13
		27,9	8,5	350	106,68	0,45	0,14
CASO 2	31,2	9,5	50	15,24	0,34	0,10	
	31,2	9,5	100	30,48	0,40	0,12	
	31,2	9,5	150	45,72	0,43	0,13	
	31,2	9,5	200	60,96	0,46	0,14	
	CMRR = 81	31,2	9,5	250	76,2	0,48	0,15
		31,2	9,5	300	91,44	0,49	0,15
		31,2	9,5	350	106,68	0,51	0,15
CASO 2	34,4	10,5	50	15,24	0,37	0,11	
	34,4	10,5	100	30,48	0,44	0,13	
	34,4	10,5	150	45,72	0,48	0,15	
	34,4	10,5	200	60,96	0,50	0,15	
	CMRR = 81	34,4	10,5	250	76,2	0,53	0,16
		34,4	10,5	300	91,44	0,54	0,17
		34,4	10,5	350	106,68	0,56	0,17

CMRR original

	Is (ft)	Is (m)	Cobertura (ft)	Cobertura (m)	L _B (ft)	L _B (m)
CASO 3	24,6	7,5	50	15,24	1,61	0,49
	24,6	7,5	100	30,48	1,89	0,58
	24,6	7,5	150	45,72	2,06	0,63
	24,6	7,5	200	60,96	2,18	0,66
	24,6	7,5	250	76,2	2,27	0,69
CMRR = 37	24,6	7,5	300	91,44	2,34	0,71
	24,6	7,5	350	106,68	2,41	0,73
	27,9	8,5	50	15,24	1,82	0,56
CASO 3	27,9	8,5	100	30,48	2,15	0,65
	27,9	8,5	150	45,72	2,33	0,71
	27,9	8,5	200	60,96	2,47	0,75
	27,9	8,5	250	76,2	2,57	0,78
	27,9	8,5	300	91,44	2,66	0,81
CMRR = 37	27,9	8,5	350	106,68	2,73	0,83
	31,2	9,5	50	15,24	2,04	0,62
	31,2	9,5	100	30,48	2,40	0,73
CASO 3	31,2	9,5	150	45,72	2,61	0,80
	31,2	9,5	200	60,96	2,76	0,84
	31,2	9,5	250	76,2	2,87	0,88
	31,2	9,5	300	91,44	2,97	0,91
	31,2	9,5	350	106,68	3,05	0,93
CMRR = 37	34,4	10,5	50	15,24	2,25	0,69
	34,4	10,5	100	30,48	2,65	0,81
	34,4	10,5	150	45,72	2,88	0,88
CASO 3	34,4	10,5	200	60,96	3,05	0,93
	34,4	10,5	250	76,2	3,18	0,97
	34,4	10,5	300	91,44	3,28	1,00
	34,4	10,5	350	106,68	3,37	1,03

CMRR ajustado

	Is (ft)	Is (m)	Cobertura (ft)	Cobertura (m)	L _B (ft)	L _B (m)
CASO 3	24,6	7,5	50	15,24	1,88	0,57
	24,6	7,5	100	30,48	2,22	0,68
	24,6	7,5	150	45,72	2,41	0,74
	24,6	7,5	200	60,96	2,55	0,78
	24,6	7,5	250	76,2	2,66	0,81
CMRR = 30	24,6	7,5	300	91,44	2,75	0,84
	24,6	7,5	350	106,68	2,82	0,86
	27,9	8,5	50	15,24	2,13	0,65
CASO 3	27,9	8,5	100	30,48	2,51	0,77
	27,9	8,5	150	45,72	2,73	0,83
	27,9	8,5	200	60,96	2,89	0,88
	27,9	8,5	250	76,2	3,01	0,92
	27,9	8,5	300	91,44	3,11	0,95
CMRR = 30	27,9	8,5	350	106,68	3,20	0,97
	31,2	9,5	50	15,24	2,39	0,73
	31,2	9,5	100	30,48	2,81	0,86
CASO 3	31,2	9,5	150	45,72	3,06	0,93
	31,2	9,5	200	60,96	3,23	0,98
	31,2	9,5	250	76,2	3,37	1,03
	31,2	9,5	300	91,44	3,48	1,06
	31,2	9,5	350	106,68	3,57	1,09
CMRR = 30	34,4	10,5	50	15,24	2,64	0,80
	34,4	10,5	100	30,48	3,10	0,95
	34,4	10,5	150	45,72	3,38	1,03
CASO 3	34,4	10,5	200	60,96	3,57	1,09
	34,4	10,5	250	76,2	3,72	1,13
	34,4	10,5	300	91,44	3,84	1,17
	34,4	10,5	350	106,68	3,95	1,20

CMRR original

	Is (ft)	Is (m)	Cobertura (ft)	Cobertura (m)	L _B (ft)	L _B (m)
CASO 4	24,6	7,5	50	15,24	1,28	0,39
	24,6	7,5	100	30,48	1,50	0,46
	24,6	7,5	150	45,72	1,63	0,50
	24,6	7,5	200	60,96	1,73	0,53
	24,6	7,5	250	76,2	1,80	0,55
CMRR = 46	24,6	7,5	300	91,44	1,86	0,57
	24,6	7,5	350	106,68	1,91	0,58
	27,9	8,5	50	15,24	1,45	0,44
CASO 4	27,9	8,5	100	30,48	1,70	0,52
	27,9	8,5	150	45,72	1,85	0,56
	27,9	8,5	200	60,96	1,96	0,60
	27,9	8,5	250	76,2	2,04	0,62
	27,9	8,5	300	91,44	2,11	0,64
CMRR = 46	27,9	8,5	350	106,68	2,17	0,66
	31,2	9,5	50	15,24	1,62	0,49
CASO 4	31,2	9,5	100	30,48	1,90	0,58
	31,2	9,5	150	45,72	2,07	0,63
	31,2	9,5	200	60,96	2,19	0,67
	31,2	9,5	250	76,2	2,28	0,70
	31,2	9,5	300	91,44	2,36	0,72
CMRR = 46	31,2	9,5	350	106,68	2,42	0,74
	34,4	10,5	50	15,24	1,79	0,54
CASO 4	34,4	10,5	100	30,48	2,10	0,64
	34,4	10,5	150	45,72	2,29	0,70
	34,4	10,5	200	60,96	2,42	0,74
	34,4	10,5	250	76,2	2,52	0,77
	34,4	10,5	300	91,44	2,60	0,79
CMRR = 46	34,4	10,5	350	106,68	2,68	0,82

CMRR ajustado

	Is (ft)	Is (m)	Cobertura (ft)	Cobertura (m)	L _B (ft)	L _B (m)
CASO 4	24,6	7,5	50	15,24	1,46	0,44
	24,6	7,5	100	30,48	1,72	0,52
	24,6	7,5	150	45,72	1,87	0,57
	24,6	7,5	200	60,96	1,97	0,60
	24,6	7,5	250	76,2	2,06	0,63
CMRR = 41	24,6	7,5	300	91,44	2,12	0,65
	24,6	7,5	350	106,68	2,18	0,67
	27,9	8,5	50	15,24	1,65	0,50
CASO 4	27,9	8,5	100	30,48	1,94	0,59
	27,9	8,5	150	45,72	2,12	0,64
	27,9	8,5	200	60,96	2,24	0,68
	27,9	8,5	250	76,2	2,33	0,71
	27,9	8,5	300	91,44	2,41	0,73
CMRR = 41	27,9	8,5	350	106,68	2,47	0,75
	31,2	9,5	50	15,24	1,85	0,56
CASO 4	31,2	9,5	100	30,48	2,17	0,66
	31,2	9,5	150	45,72	2,36	0,72
	31,2	9,5	200	60,96	2,50	0,76
	31,2	9,5	250	76,2	2,61	0,79
	31,2	9,5	300	91,44	2,69	0,82
CMRR = 41	31,2	9,5	350	106,68	2,76	0,84
	34,4	10,5	50	15,24	2,04	0,62
CASO 4	34,4	10,5	100	30,48	2,40	0,73
	34,4	10,5	150	45,72	2,61	0,80
	34,4	10,5	200	60,96	2,76	0,84
	34,4	10,5	250	76,2	2,88	0,88
	34,4	10,5	300	91,44	2,97	0,91
CMRR = 41	34,4	10,5	350	106,68	3,06	0,93

CMRR original

	Is (ft)	Is (m)	Cobertura (ft)	Cobertura (m)	L _B (ft)	L _B (m)
CASO 5A	24,6	7,5	50	15,24	1,04	0,32
	24,6	7,5	100	30,48	1,22	0,37
	24,6	7,5	150	45,72	1,33	0,40
	24,6	7,5	200	60,96	1,40	0,43
	24,6	7,5	250	76,2	1,46	0,45
CMRR = 53	24,6	7,5	300	91,44	1,51	0,46
	24,6	7,5	350	106,68	1,55	0,47
	27,9	8,5	50	15,24	1,17	0,36
CASO 5A	27,9	8,5	100	30,48	1,38	0,42
	27,9	8,5	150	45,72	1,50	0,46
	27,9	8,5	200	60,96	1,59	0,48
	27,9	8,5	250	76,2	1,66	0,51
	27,9	8,5	300	91,44	1,71	0,52
CMRR = 53	27,9	8,5	350	106,68	1,76	0,54
	31,2	9,5	50	15,24	1,31	0,40
	31,2	9,5	100	30,48	1,55	0,47
CASO 5A	31,2	9,5	150	45,72	1,68	0,51
	31,2	9,5	200	60,96	1,78	0,54
	31,2	9,5	250	76,2	1,85	0,56
	31,2	9,5	300	91,44	1,91	0,58
	31,2	9,5	350	106,68	1,97	0,60
CMRR = 53	34,4	10,5	50	15,24	1,45	0,44
	34,4	10,5	100	30,48	1,71	0,52
	34,4	10,5	150	45,72	1,86	0,57
CASO 5A	34,4	10,5	200	60,96	1,96	0,60
	34,4	10,5	250	76,2	2,05	0,62
	34,4	10,5	300	91,44	2,12	0,64
	34,4	10,5	350	106,68	2,17	0,66

CMRR ajustado

	Is (ft)	Is (m)	Cobertura (ft)	Cobertura (m)	L _B (ft)	L _B (m)
CASO 5A	24,6	7,5	50	15,24	1,42	0,43
	24,6	7,5	100	30,48	1,67	0,51
	24,6	7,5	150	45,72	1,82	0,55
	24,6	7,5	200	60,96	1,92	0,59
	24,6	7,5	250	76,2	2,00	0,61
CMRR = 42	24,6	7,5	300	91,44	2,07	0,63
	24,6	7,5	350	106,68	2,13	0,65
	27,9	8,5	50	15,24	1,61	0,49
CASO 5A	27,9	8,5	100	30,48	1,90	0,58
	27,9	8,5	150	45,72	2,06	0,63
	27,9	8,5	200	60,96	2,18	0,66
	27,9	8,5	250	76,2	2,27	0,69
	27,9	8,5	300	91,44	2,35	0,72
CMRR = 42	27,9	8,5	350	106,68	2,41	0,73
	31,2	9,5	50	15,24	1,80	0,55
	31,2	9,5	100	30,48	2,12	0,65
CASO 5A	31,2	9,5	150	45,72	2,30	0,70
	31,2	9,5	200	60,96	2,44	0,74
	31,2	9,5	250	76,2	2,54	0,77
	31,2	9,5	300	91,44	2,62	0,80
	31,2	9,5	350	106,68	2,69	0,82
CMRR = 42	34,4	10,5	50	15,24	1,99	0,61
	34,4	10,5	100	30,48	2,34	0,71
	34,4	10,5	150	45,72	2,55	0,78
CASO 5A	34,4	10,5	200	60,96	2,69	0,82
	34,4	10,5	250	76,2	2,81	0,86
	34,4	10,5	300	91,44	2,90	0,88
	34,4	10,5	350	106,68	2,98	0,91

CMRR original

	Is (ft)	Is (m)	Cobertura (ft)	Cobertura (m)	L _B (ft)	L _B (m)
CASO 5B	24,6	7,5	50	15,24	1,31	0,40
	24,6	7,5	100	30,48	1,54	0,47
	24,6	7,5	150	45,72	1,68	0,51
	24,6	7,5	200	60,96	1,78	0,54
	24,6	7,5	250	76,2	1,85	0,56
CMRR = 45	24,6	7,5	300	91,44	1,91	0,58
	24,6	7,5	350	106,68	1,96	0,60
	27,9	8,5	50	15,24	1,49	0,45
CASO 5B	27,9	8,5	100	30,48	1,75	0,53
	27,9	8,5	150	45,72	1,90	0,58
	27,9	8,5	200	60,96	2,01	0,61
	27,9	8,5	250	76,2	2,10	0,64
	27,9	8,5	300	91,44	2,17	0,66
CMRR = 45	27,9	8,5	350	106,68	2,23	0,68
	31,2	9,5	50	15,24	1,66	0,51
	31,2	9,5	100	30,48	1,96	0,60
CASO 5B	31,2	9,5	150	45,72	2,13	0,65
	31,2	9,5	200	60,96	2,25	0,69
	31,2	9,5	250	76,2	2,35	0,71
	31,2	9,5	300	91,44	2,42	0,74
	31,2	9,5	350	106,68	2,49	0,76
CMRR = 45	34,4	10,5	50	15,24	1,84	0,56
	34,4	10,5	100	30,48	2,16	0,66
	34,4	10,5	150	45,72	2,35	0,72
CASO 5B	34,4	10,5	200	60,96	2,49	0,76
	34,4	10,5	250	76,2	2,59	0,79
	34,4	10,5	300	91,44	2,68	0,82
	34,4	10,5	350	106,68	2,75	0,84

CMRR ajustado

	Is (ft)	Is (m)	Cobertura (ft)	Cobertura (m)	L _B (ft)	L _B (m)
CASO 5B	24,6	7,5	50	15,24	1,65	0,50
	24,6	7,5	100	30,48	1,94	0,59
	24,6	7,5	150	45,72	2,11	0,64
	24,6	7,5	200	60,96	2,23	0,68
	24,6	7,5	250	76,2	2,32	0,71
CMRR = 36	24,6	7,5	300	91,44	2,40	0,73
	24,6	7,5	350	106,68	2,47	0,75
	27,9	8,5	50	15,24	1,87	0,57
CASO 5B	27,9	8,5	100	30,48	2,20	0,67
	27,9	8,5	150	45,72	2,39	0,73
	27,9	8,5	200	60,96	2,53	0,77
	27,9	8,5	250	76,2	2,63	0,80
	27,9	8,5	300	91,44	2,72	0,83
CMRR = 36	27,9	8,5	350	106,68	2,79	0,85
	31,2	9,5	50	15,24	2,09	0,64
	31,2	9,5	100	30,48	2,46	0,75
CASO 5B	31,2	9,5	150	45,72	2,67	0,81
	31,2	9,5	200	60,96	2,82	0,86
	31,2	9,5	250	76,2	2,94	0,90
	31,2	9,5	300	91,44	3,04	0,93
	31,2	9,5	350	106,68	3,12	0,95
CMRR = 36	34,4	10,5	50	15,24	2,31	0,70
	34,4	10,5	100	30,48	2,71	0,83
	34,4	10,5	150	45,72	2,95	0,90
CASO 5B	34,4	10,5	200	60,96	3,12	0,95
	34,4	10,5	250	76,2	3,25	0,99
	34,4	10,5	300	91,44	3,36	1,02
	34,4	10,5	350	106,68	3,45	1,05

CMRR original

	Is (ft)	Is (m)	Cobertura (ft)	Cobertura (m)	L _B (ft)	L _B (m)
CASO 6A	24,6	7,5	50	15,24	0,31	0,09
	24,6	7,5	100	30,48	0,36	0,11
	24,6	7,5	150	45,72	0,40	0,12
	24,6	7,5	200	60,96	0,42	0,13
	24,6	7,5	250	76,2	0,44	0,13
CMRR = 79	24,6	7,5	300	91,44	0,45	0,14
	24,6	7,5	350	106,68	0,46	0,14
	27,9	8,5	50	15,24	0,35	0,11
CASO 6A	27,9	8,5	100	30,48	0,41	0,13
	27,9	8,5	150	45,72	0,45	0,14
	27,9	8,5	200	60,96	0,48	0,14
	27,9	8,5	250	76,2	0,50	0,15
	27,9	8,5	300	91,44	0,51	0,16
CMRR = 79	27,9	8,5	350	106,68	0,53	0,16
	31,2	9,5	50	15,24	0,39	0,12
	31,2	9,5	100	30,48	0,46	0,14
CASO 6A	31,2	9,5	150	45,72	0,50	0,15
	31,2	9,5	200	60,96	0,53	0,16
	31,2	9,5	250	76,2	0,55	0,17
	31,2	9,5	300	91,44	0,57	0,17
	31,2	9,5	350	106,68	0,59	0,18
CMRR = 79	34,4	10,5	50	15,24	0,43	0,13
	34,4	10,5	100	30,48	0,51	0,16
	34,4	10,5	150	45,72	0,55	0,17
CASO 6A	34,4	10,5	200	60,96	0,59	0,18
	34,4	10,5	250	76,2	0,61	0,19
	34,4	10,5	300	91,44	0,63	0,19
	34,4	10,5	350	106,68	0,65	0,20

CMRR ajustado

	Is (ft)	Is (m)	Cobertura (ft)	Cobertura (m)	L _B (ft)	L _B (m)
CASO 6A	24,6	7,5	50	15,24	0,50	0,15
	24,6	7,5	100	30,48	0,59	0,18
	24,6	7,5	150	45,72	0,64	0,20
	24,6	7,5	200	60,96	0,68	0,21
	24,6	7,5	250	76,2	0,71	0,22
CMRR = 71	24,6	7,5	300	91,44	0,73	0,22
	24,6	7,5	350	106,68	0,75	0,23
	27,9	8,5	50	15,24	0,57	0,17
CASO 6A	27,9	8,5	100	30,48	0,67	0,20
	27,9	8,5	150	45,72	0,73	0,22
	27,9	8,5	200	60,96	0,77	0,23
	27,9	8,5	250	76,2	0,80	0,24
	27,9	8,5	300	91,44	0,83	0,25
CMRR = 71	27,9	8,5	350	106,68	0,85	0,26
	31,2	9,5	50	15,24	0,64	0,19
	31,2	9,5	100	30,48	0,75	0,23
CASO 6A	31,2	9,5	150	45,72	0,81	0,25
	31,2	9,5	200	60,96	0,86	0,26
	31,2	9,5	250	76,2	0,90	0,27
	31,2	9,5	300	91,44	0,93	0,28
	31,2	9,5	350	106,68	0,95	0,29
CMRR = 71	34,4	10,5	50	15,24	0,70	0,21
	34,4	10,5	100	30,48	0,83	0,25
	34,4	10,5	150	45,72	0,90	0,27
CASO 6A	34,4	10,5	200	60,96	0,95	0,29
	34,4	10,5	250	76,2	0,99	0,30
	34,4	10,5	300	91,44	1,03	0,31
	34,4	10,5	350	106,68	1,05	0,32

CMRR original

	Is (ft)	Is (m)	Cobertura (ft)	Cobertura (m)	L _B (ft)	L _B (m)
CASO 6B	24,6	7,5	50	15,24	0,75	0,23
	24,6	7,5	100	30,48	0,89	0,27
	24,6	7,5	150	45,72	0,96	0,29
	24,6	7,5	200	60,96	1,02	0,31
	24,6	7,5	250	76,2	1,06	0,32
CMRR = 62	24,6	7,5	300	91,44	1,10	0,33
	24,6	7,5	350	106,68	1,13	0,34
	27,9	8,5	50	15,24	0,85	0,26
CASO 6B	27,9	8,5	100	30,48	1,00	0,31
	27,9	8,5	150	45,72	1,09	0,33
	27,9	8,5	200	60,96	1,16	0,35
	27,9	8,5	250	76,2	1,20	0,37
	27,9	8,5	300	91,44	1,24	0,38
CMRR = 62	27,9	8,5	350	106,68	1,28	0,39
	31,2	9,5	50	15,24	0,95	0,29
CASO 6B	31,2	9,5	100	30,48	1,12	0,34
	31,2	9,5	150	45,72	1,22	0,37
	31,2	9,5	200	60,96	1,29	0,39
	31,2	9,5	250	76,2	1,35	0,41
	31,2	9,5	300	91,44	1,39	0,42
CMRR = 62	31,2	9,5	350	106,68	1,43	0,44
	34,4	10,5	50	15,24	1,05	0,32
CASO 6B	34,4	10,5	100	30,48	1,24	0,38
	34,4	10,5	150	45,72	1,35	0,41
	34,4	10,5	200	60,96	1,43	0,44
	34,4	10,5	250	76,2	1,49	0,45
	34,4	10,5	300	91,44	1,54	0,47
CMRR = 62	34,4	10,5	350	106,68	1,58	0,48

CMRR ajustado

	Is (ft)	Is (m)	Cobertura (ft)	Cobertura (m)	L _B (ft)	L _B (m)
CASO 6B	24,6	7,5	50	15,24	0,94	0,29
	24,6	7,5	100	30,48	1,10	0,34
	24,6	7,5	150	45,72	1,20	0,37
	24,6	7,5	200	60,96	1,27	0,39
	24,6	7,5	250	76,2	1,32	0,40
CMRR = 56	24,6	7,5	300	91,44	1,37	0,42
	24,6	7,5	350	106,68	1,41	0,43
	27,9	8,5	50	15,24	1,06	0,32
CASO 6B	27,9	8,5	100	30,48	1,25	0,38
	27,9	8,5	150	45,72	1,36	0,42
	27,9	8,5	200	60,96	1,44	0,44
	27,9	8,5	250	76,2	1,50	0,46
	27,9	8,5	300	91,44	1,55	0,47
CMRR = 56	27,9	8,5	350	106,68	1,59	0,49
	31,2	9,5	50	15,24	1,19	0,36
CASO 6B	31,2	9,5	100	30,48	1,40	0,43
	31,2	9,5	150	45,72	1,52	0,46
	31,2	9,5	200	60,96	1,61	0,49
	31,2	9,5	250	76,2	1,68	0,51
	31,2	9,5	300	91,44	1,73	0,53
CMRR = 56	31,2	9,5	350	106,68	1,78	0,54
	34,4	10,5	50	15,24	1,31	0,40
CASO 6B	34,4	10,5	100	30,48	1,55	0,47
	34,4	10,5	150	45,72	1,68	0,51
	34,4	10,5	200	60,96	1,78	0,54
	34,4	10,5	250	76,2	1,85	0,57
	34,4	10,5	300	91,44	1,92	0,58
CMRR = 56	34,4	10,5	350	106,68	1,97	0,60

Intensidade de suporte: carga requerida por unidade de comprimento de parafuso

Carga que o parafuso da mina está sustentando:

$$PRSUP = (L_B * N_B * C) / (S_B * W_e)$$

L_B	1,05 m	3,44 ft
N_B	4	4
C	12 t	26,49 ft
S_B	1,2 m	3,94 Klb
W_e	5 m	16,40 ft
PRSUP =	8,4 t/m	5,7 Klb/ft

É o peso que os parafusos realmente estão suportando.

Capacidade dos parafusos utilizado na mina é de 12,0 t.

Capacidade da ancoragem na mina é de 12,7 t (teste de arrancamento).

$$PRSUP_G = (5.7 * \log_{10}H) - 0,35 * CMRR + 6,5$$

Cálculo da carga que o parafuso deve suportar ($PRSUP_G$) em função da espessura de cobertura (H) e do CMRR.

CMRR original

	CMRR	Espessura		PRSUP _G	PRSUP _G	PRSUP _G
		(ft)	(m)	(klb/ft)	(t/m)	(t/m)
CASO 1	58	50	15,2	-4,1	-6,1	4,5
	58	100	30,5	-2,4	-3,6	4,5
	58	150	45,7	-1,4	-2,1	4,5
	58	200	61,0	-0,7	-1,0	4,5
	58	250	76,2	-0,1	-0,2	4,5
	58	300	91,4	0,3	0,5	4,5
	58	350	106,7	0,7	1,0	4,5
	58	400	121,9	1,0	1,5	4,5

CMRR ajustado

	CMRR	Espessura		PRSUP _G	PRSUP _G	PRSUP _G ⁽¹⁾
		(ft)	(m)	(klb/ft)	(t/m)	(t/m)
CASO 1	52	50	15,24	-2,0	-3,0	4,5
	52	100	30,48	-0,3	-0,4	4,5
	52	150	45,72	0,7	1,0	4,5
	52	200	60,96	1,4	2,1	4,5
	52	250	76,2	2,0	2,9	4,5
	52	300	91,44	2,4	3,6	4,5
	52	350	106,68	2,8	4,2	4,5
	52	400	121,92	3,1	4,7	4,7

CASO 2	85	50	15,2	-13,6	-20,2	4,5
	85	100	30,5	-11,9	-17,6	4,5
	85	150	45,7	-10,8	-16,1	4,5
	85	200	61,0	-10,1	-15,1	4,5
	85	250	76,2	-9,6	-14,3	4,5
	85	300	91,4	-9,1	-13,6	4,5
	85	350	106,7	-8,7	-13,0	4,5
	85	400	121,9	-8,4	-12,5	4,5
CASO 3	37	50	15,2	3,2	4,8	4,8
	37	100	30,5	5,0	7,4	7,4
	37	150	45,7	6,0	8,9	8,9
	37	200	61,0	6,7	9,9	9,9
	37	250	76,2	7,2	10,7	10,7
	37	300	91,4	7,7	11,4	11,4
	37	350	106,7	8,1	12,0	12,0
	37	400	121,9	8,4	12,5	12,5
CASO 4	46	50	15,2	0,1	0,1	4,5
	46	100	30,5	1,8	2,7	4,5
	46	150	45,7	2,8	4,2	4,5
	46	200	61,0	3,5	5,2	5,2
	46	250	76,2	4,1	6,1	6,1
	46	300	91,4	4,5	6,7	6,7
	46	350	106,7	4,9	7,3	7,3
	46	400	121,9	5,2	7,8	7,8
CASO 5A Unid.1 = 0,15 m	53	50	15,2	-2,4	-3,5	4,5
	53	100	30,5	-0,6	-1,0	4,5
	53	150	45,7	0,4	0,5	4,5
	53	200	61,0	1,1	1,6	4,5
	53	250	76,2	1,6	2,4	4,5
	53	300	91,4	2,1	3,1	4,5
	53	350	106,7	2,5	3,6	4,5
	53	400	121,9	2,8	4,1	4,5

CASO 2	81	50	15,24	-12,2	-18,1	4,5
	81	100	30,48	-10,5	-15,6	4,5
	81	150	45,72	-9,4	-14,1	4,5
	81	200	60,96	-8,7	-13,0	4,5
	81	250	76,2	-8,2	-12,2	4,5
	81	300	91,44	-7,7	-11,5	4,5
	81	350	106,68	-7,3	-10,9	4,5
	81	400	121,92	-7,0	-10,4	4,5
CASO 3	30	50	15,24	5,7	8,5	8,5
	30	100	30,48	7,4	11,0	11,0
	30	150	45,72	8,4	12,5	12,5
	30	200	60,96	9,1	13,6	13,6
	30	250	76,2	9,7	14,4	14,4
	30	300	91,44	10,1	15,1	15,1
	30	350	106,68	10,5	15,6	15,6
	30	400	121,92	10,8	16,1	16,1
CASO 4	41	50	15,24	1,8	2,7	4,5
	41	100	30,48	3,6	5,3	5,3
	41	150	45,72	4,6	6,8	6,8
	41	200	60,96	5,3	7,8	7,8
	41	250	76,2	5,8	8,7	8,7
	41	300	91,44	6,3	9,3	9,3
	41	350	106,68	6,7	9,9	9,9
	41	400	121,92	7,0	10,4	10,4
CASO 5A Unid.1 = 0,15 m	42	50	15,24	1,5	2,2	4,5
	42	100	30,48	3,2	4,8	4,8
	42	150	45,72	4,2	6,3	6,3
	42	200	60,96	4,9	7,3	7,3
	42	250	76,2	5,5	8,1	8,1
	42	300	91,44	5,9	8,8	8,8
	42	350	106,68	6,3	9,4	9,4
	42	400	121,92	6,6	9,9	9,9

	45	50	15,2	0,4	0,6	4,5
	45	100	30,5	2,2	3,2	4,5
	45	150	45,7	3,2	4,7	4,7
CASO 5B	45	200	61,0	3,9	5,8	5,8
Unid.1 = 0,75 m	45	250	76,2	4,4	6,6	6,6
	45	300	91,4	4,9	7,2	7,2
	45	350	106,7	5,3	7,8	7,8
	45	400	121,9	5,6	8,3	8,3
<hr/>						
	79	50	15,2	-11,5	-17,1	4,5
	79	100	30,5	-9,8	-14,5	4,5
	79	150	45,7	-8,7	-13,0	4,5
CASO 6A	79	200	61,0	-8,0	-12,0	4,5
Unid.1 = 0,15 m	79	250	76,2	-7,5	-11,1	4,5
	79	300	91,4	-7,0	-10,5	4,5
	79	350	106,7	-6,6	-9,9	4,5
	79	400	121,9	-6,3	-9,4	4,5
<hr/>						
	62	50	15,2	-5,5	-8,2	4,5
	62	100	30,5	-3,8	-5,7	4,5
	62	150	45,7	-2,8	-4,2	4,5
CASO 6B	62	200	61,0	-2,1	-3,1	4,5
Unid.1 = 0,75 m	62	250	76,2	-1,5	-2,3	4,5
	62	300	91,4	-1,1	-1,6	4,5
	62	350	106,7	-0,7	-1,0	4,5
	62	400	121,9	-0,4	-0,5	4,5

	36	50	15,24	3,6	5,3	5,3
	36	100	30,48	5,3	7,9	7,9
	36	150	45,72	6,3	9,4	9,4
CASO 5B	36	200	60,96	7,0	10,4	10,4
Unid.1 = 0,75 m	36	250	76,2	7,6	11,3	11,3
	36	300	91,44	8,0	11,9	11,9
	36	350	106,68	8,4	12,5	12,5
	36	400	121,92	8,7	13,0	13,0
<hr/>						
	71	50	15,24	-8,7	-12,9	4,5
	71	100	30,48	-7,0	-10,3	4,5
	71	150	45,72	-5,9	-8,8	4,5
CASO 6A	71	200	60,96	-5,2	-7,8	4,5
Unid.1 = 0,15 m	71	250	76,2	-4,7	-7,0	4,5
	71	300	91,44	-4,2	-6,3	4,5
	71	350	106,68	-3,8	-5,7	4,5
	71	400	121,92	-3,5	-5,2	4,5
<hr/>						
	56	50	15,24	-3,4	-5,1	4,5
	56	100	30,48	-1,7	-2,5	4,5
	56	150	45,72	-0,7	-1,0	4,5
CASO 6B	56	200	60,96	0,0	0,0	4,5
Unid.1 = 0,75 m	56	250	76,2	0,6	0,8	4,5
	56	300	91,44	1,0	1,5	4,5
	56	350	106,68	1,4	2,1	4,5
	56	400	121,92	1,7	2,6	4,5

(*) valores utilizados no gráfico da Figura 5.11.

Intensidade de suporte: carga requerida por unidade de comprimento de parafuso

$$PRSUP_G = SF * (0,3*(I_{sG}-I_s)) * ((5,7*LOG_{10}H) - (0,35*CMRR)+6,5)$$

Cálculo da carga requerida em função do Fator de Segurança (SF), diferença entre vão na interseção das galerias sugerido e o real ($I_{sG} - I_s$) e a espessura de cobertura (H)

$$SF = 1,2$$

$$I_s = 8,89 \text{ m} \quad (\text{média dos valores medidos})$$

CMRR original

	CMRR	I_{sG} (ft)	$I_{sG}-I_s$ (ft)	$I_{sG}-I_s$ (m)	Espessura (ft)	Espessura (m)	PRSUP _G (klb/ft)	PRSUP _G (t/m)
CASO 1	58	35,1	5,9	1,8	50	15,2	-8,8	-13,0
	58	35,1	5,9	1,8	100	30,5	-5,1	-7,6
	58	35,1	5,9	1,8	150	45,7	-3,0	-4,4
	58	35,1	5,9	1,8	200	61,0	-1,5	-2,2
	58	35,1	5,9	1,8	250	76,2	-0,3	-0,4
	58	35,1	5,9	1,8	300	91,4	0,7	1,0
	58	35,1	5,9	1,8	350	106,7	1,5	2,2
	58	35,1	5,9	1,8	400	121,9	2,2	3,3
CASO 2	85	42,1	12,9	3,9	50	15,2	-63,2	-94,0
	85	42,1	12,9	3,9	100	30,5	-55,2	-82,1
	85	42,1	12,9	3,9	150	45,7	-50,5	-75,2
	85	42,1	12,9	3,9	200	61,0	-47,2	-70,2
	85	42,1	12,9	3,9	250	76,2	-44,6	-66,4
	85	42,1	12,9	3,9	300	91,4	-42,5	-63,3
	85	42,1	12,9	3,9	350	106,7	-40,7	-60,6
	85	42,1	12,9	3,9	400	121,9	-39,2	-58,3
CASO 3	37	29,6	0,5	0,1	50	15,2	0,5	0,8
	37	29,6	0,5	0,1	100	30,5	0,8	1,2
	37	29,6	0,5	0,1	150	45,7	1,0	1,4
	37	29,6	0,5	0,1	200	61,0	1,1	1,6
	37	29,6	0,5	0,1	250	76,2	1,2	1,8
	37	29,6	0,5	0,1	300	91,4	1,3	1,9
	37	29,6	0,5	0,1	350	106,7	1,3	2,0
	37	29,6	0,5	0,1	400	121,9	1,4	2,0
CASO 4	46	32,0	2,8	0,9	50	15,2	0,1	0,1
	46	32,0	2,8	0,9	100	30,5	1,8	2,7
	46	32,0	2,8	0,9	150	45,7	2,8	4,2
	46	32,0	2,8	0,9	200	61,0	3,5	5,3
	46	32,0	2,8	0,9	250	76,2	4,1	6,1
	46	32,0	2,8	0,9	300	91,4	4,5	6,8
	46	32,0	2,8	0,9	350	106,7	4,9	7,3
	46	32,0	2,8	0,9	400	121,9	5,3	7,8
CASO 5A Unid.1 = 0,15 m	53	33,8	4,6	1,4	50	15,2	-3,9	-5,8
	53	33,8	4,6	1,4	100	30,5	-1,1	-1,6
	53	33,8	4,6	1,4	150	45,7	0,6	0,9
	53	33,8	4,6	1,4	200	61,0	1,8	2,6
	53	33,8	4,6	1,4	250	76,2	2,7	4,0
	53	33,8	4,6	1,4	300	91,4	3,4	5,1
	53	33,8	4,6	1,4	350	106,7	4,1	6,1
	53	33,8	4,6	1,4	400	121,9	4,6	6,9

	45	31,7	2,5	0,8	50	15,2	0,4	0,6
	45	31,7	2,5	0,8	100	30,5	2,0	2,9
	45	31,7	2,5	0,8	150	45,7	2,9	4,3
CASO 5B	45	31,7	2,5	0,8	200	61,0	3,5	5,2
Unid.1 = 0,75 m	45	31,7	2,5	0,8	250	76,2	4,0	6,0
	45	31,7	2,5	0,8	300	91,4	4,4	6,6
	45	31,7	2,5	0,8	350	106,7	4,8	7,1
	45	31,7	2,5	0,8	400	121,9	5,1	7,6
	79	40,5	11,4	3,5	50	15,2	-46,9	-69,9
	79	40,5	11,4	3,5	100	30,5	-39,9	-59,4
	79	40,5	11,4	3,5	150	45,7	-35,8	-53,3
CASO 6A	79	40,5	11,4	3,5	200	61,0	-32,9	-49,0
Unid.1 = 0,15 m	79	40,5	11,4	3,5	250	76,2	-30,6	-45,6
	79	40,5	11,4	3,5	300	91,4	-28,8	-42,8
	79	40,5	11,4	3,5	350	106,7	-27,2	-40,5
	79	40,5	11,4	3,5	400	121,9	-25,9	-38,5
	62	36,1	7,0	2,1	50	15,2	-13,8	-20,5
	62	36,1	7,0	2,1	100	30,5	-9,5	-14,2
	62	36,1	7,0	2,1	150	45,7	-7,0	-10,4
CASO 6B	62	36,1	7,0	2,1	200	61,0	-5,2	-7,8
Unid.1 = 0,75 m	62	36,1	7,0	2,1	250	76,2	-3,8	-5,7
	62	36,1	7,0	2,1	300	91,4	-2,7	-4,0
	62	36,1	7,0	2,1	350	106,7	-1,7	-2,6
	62	36,1	7,0	2,1	400	121,9	-0,9	-1,4

CMRR ajustado

	CMRR	Is _G (ft)	Is _G -Is (ft)	Is _G -Is (m)	Espessura (ft)	Espessura (m)	PRSUP _G (klb/ft)	PRSUP _G (t/m)
CASO 1	52	33,5	4,4	1,3	50	15,2	-3,2	-4,7
	52	33,5	4,4	1,3	100	30,5	-0,5	-0,7
	52	33,5	4,4	1,3	150	45,7	1,1	1,6
	52	33,5	4,4	1,3	200	61,0	2,2	3,3
	52	33,5	4,4	1,3	250	76,2	3,1	4,6
	52	33,5	4,4	1,3	300	91,4	3,8	5,6
	52	33,5	4,4	1,3	350	106,7	4,4	6,5
	52	33,5	4,4	1,3	400	121,9	4,9	7,3
CASO 2	81	41,1	11,9	3,6	50	15,2	-52,1	-77,5
	81	41,1	11,9	3,6	100	30,5	-44,7	-66,6
	81	41,1	11,9	3,6	150	45,7	-40,4	-60,2
	81	41,1	11,9	3,6	200	61,0	-37,4	-55,7
	81	41,1	11,9	3,6	250	76,2	-35,0	-52,1
	81	41,1	11,9	3,6	300	91,4	-33,1	-49,3
	81	41,1	11,9	3,6	350	106,7	-31,5	-46,8
	81	41,1	11,9	3,6	400	121,9	-30,0	-44,7
CASO 3	30	27,8	-1,4	-0,4	50	15,2	-2,8	-4,2
	30	27,8	-1,4	-0,4	100	30,5	-3,6	-5,4
	30	27,8	-1,4	-0,4	150	45,7	-4,1	-6,2
	30	27,8	-1,4	-0,4	200	61,0	-4,5	-6,7
	30	27,8	-1,4	-0,4	250	76,2	-4,8	-7,1
	30	27,8	-1,4	-0,4	300	91,4	-5,0	-7,4
	30	27,8	-1,4	-0,4	350	106,7	-5,2	-7,7
	30	27,8	-1,4	-0,4	400	121,9	-5,3	-7,9
CASO 4	41	30,7	1,5	0,5	50	15,2	1,0	1,5
	41	30,7	1,5	0,5	100	30,5	1,9	2,8
	41	30,7	1,5	0,5	150	45,7	2,4	3,6
	41	30,7	1,5	0,5	200	61,0	2,8	4,2
	41	30,7	1,5	0,5	250	76,2	3,1	4,7
	41	30,7	1,5	0,5	300	91,4	3,4	5,0
	41	30,7	1,5	0,5	350	106,7	3,6	5,3
	41	30,7	1,5	0,5	400	121,9	3,8	5,6
CASO 5A Unid.1 = 0,15 m	42	30,9	1,8	0,5	50	15,2	0,9	1,4
	42	30,9	1,8	0,5	100	30,5	2,0	3,0
	42	30,9	1,8	0,5	150	45,7	2,7	3,9
	42	30,9	1,8	0,5	200	61,0	3,1	4,6
	42	30,9	1,8	0,5	250	76,2	3,5	5,1
	42	30,9	1,8	0,5	300	91,4	3,7	5,6
	42	30,9	1,8	0,5	350	106,7	4,0	5,9
	42	30,9	1,8	0,5	400	121,9	4,2	6,2
CASO 5B Unid.1 = 0,75 m	36	29,4	0,2	0,1	50	15,2	0,2	0,4
	36	29,4	0,2	0,1	100	30,5	0,4	0,5
	36	29,4	0,2	0,1	150	45,7	0,4	0,7
	36	29,4	0,2	0,1	200	61,0	0,5	0,7
	36	29,4	0,2	0,1	250	76,2	0,5	0,8
	36	29,4	0,2	0,1	300	91,4	0,6	0,8
	36	29,4	0,2	0,1	350	106,7	0,6	0,9
	36	29,4	0,2	0,1	400	121,9	0,6	0,9

	71	38,5	9,3	2,8	50	15,2	-29,0	-43,1
	71	38,5	9,3	2,8	100	30,5	-23,3	-34,6
	71	38,5	9,3	2,8	150	45,7	-19,9	-29,6
CASO 6A	71	38,5	9,3	2,8	200	61,0	-17,5	-26,1
Unid.1 = 0,15 m	71	38,5	9,3	2,8	250	76,2	-15,7	-23,3
	71	38,5	9,3	2,8	300	91,4	-14,2	-21,1
	71	38,5	9,3	2,8	350	106,7	-12,9	-19,2
	71	38,5	9,3	2,8	400	121,9	-11,8	-17,5
	56	34,6	5,4	1,6	50	15,2	-6,6	-9,9
	56	34,6	5,4	1,6	100	30,5	-3,3	-4,9
	56	34,6	5,4	1,6	150	45,7	-1,4	-2,0
CASO 6B	56	34,6	5,4	1,6	200	61,0	0,0	0,0
Unid.1 = 0,75 m	56	34,6	5,4	1,6	250	76,2	1,1	1,6
	56	34,6	5,4	1,6	300	91,4	2,0	2,9
	56	34,6	5,4	1,6	350	106,7	2,7	4,0
	56	34,6	5,4	1,6	400	121,9	3,4	5,0