UNIVERSIDADE FEDERAL DE OURO PRETO

UFOP - Campus Morro do Cruzeiro

DEMIN – Departamento de Engenharia de Minas

TRABALHO DE CONCLUSÃO DE CURSO

AVALIAÇÃO DA APLICAÇÃO DE SUPORTES NA ESTABILIZAÇÃO E SUSTENTAÇÃO DE ESCAVAÇÕES SUBTERRÂNEAS

FELIPE AUGUSTO VILAS BOAS

OURO PRETO – 2020

FELIPE AUGUSTO VILAS BOAS

AVALIAÇÃO DA APLICAÇÃO DE SUPORTES NA ESTABILIZAÇÃO E SUSTENTAÇÃO DE ESCAVAÇÕES SUBTERRÂNEAS

Trabalho de Conclusão de Curso apresentado ao Curso de Engenharia de Minas, da Universidade Federal de Ouro Preto, UFOP/MG, como requisito para obtenção do grau de Bacharel em Engenharia de Minas.

Orientador: Prof. Dr. José Margarida Silva

OURO PRETO - 2020

SISBIN - SISTEMA DE BIBLIOTECAS E INFORMAÇÃO

V697a Vilas Boas, Felipe Augusto.
Avaliação da aplicação de suportes na estabilização e sustentação de escavações subterrâneas. [manuscrito] / Felipe Augusto Vilas Boas. - 2020.
75 f.: il.: color., gráf., tab..

Orientador: Prof. Dr. José Margarida da Silva.
Monografia (Bacharelado). Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Graduação em Engenharia de Minas .

1. Lavra subterrânea. 2. Mecânica de rochas. 3. Rochas - Escavação - Estabilidade. I. Silva, José Margarida da. II. Universidade Federal de Ouro Preto. III. Título.

CDU 622.272

Bibliotecário(a) Responsável: Sione Galvão Rodrigues - CRB6 / 2526

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO
Universidade Federal de Ouro Preto
Escola de Minas
Departamento de Engenharia de Minas - DEMIN

ATA DE DEFESA DE TRABALHO DE CONCLUSÃO DE CURSO

Aos dezoito dias do mês de dezembro de 2020, às 18h00min, foi instalada a sessão pública remota para a defesa de Trabalho de Conclusão de Curso do discente Felipe Augusto Vilas Boas, matrícula 15.1.1125, intitulado AVALIAÇÃO DA APLICAÇÃO DE SUPORTES NA ESTABILIZAÇÃO E SUSTENTAÇÃO DE ESCAVAÇÕES SUBTERRÂNEAS, perante comissão avaliadora constituída pelo orientador do trabalho e presidente da comissão, Prof. Dr. José Margarida da Silva, Prof. Dr. Carlos Enrique Arroyo Ortiz e Dr. Leandro Vilhena Costa. A sessão foi realizada com a participação de todos os membros por meio de videoconferência, com base no regulamento do curso e nas normas que regem as sessões de defesa de TCC. Incialmente, o presidente da comissão examinadora concedeu ao discente 20 (vinte) minutos para apresentação do seu trabalho. Terminada a exposição, o presidente concedeu, a cada membro, um tempo máximo de 20 (vinte) minutos para perguntas e respostas à discente sobre o conteúdo do trabalho, na seguinte ordem: primeiro Dr. Leandro Vilhena Costa, segundo, Prof. Dr. Carlos Enrique Arroyo Ortiz, e em último, o Prof. Dr. José Margarida da Silva. Dando continuidade, ainda de acordo com as normas que regem a sessão, o presidente solicitou ao discente e aos espectadores que se retirassem da sessão de videoconferência para que a comissão avaliadora procedesse à análise e decisão. Após a reconexão do discente e demais espectadores, anunciou-se, publicamente, que a discente foi aprovada por unanimidade, com a nota: 8,5 (oito inteiros e cinco décimos), sob a condição de que a versão definitiva do trabalho incorpore todas as exigências da comissão, devendo o exemplar final ser entregue no prazo máximo de 15 (quinze) dias. Para constar, foi lavrada a presente ata que, após aprovada, foi assinada pelo presidente da comissão. O discente encaminhará uma declaração de concordância com todas as recomendações apresentadas pelos avaliadores. Ouro Preto, 18 de dezembro de 2020.

José Margarida da Silva

Presidente: Prof. Dr. José Margarida da Silva

Membro: Prof. Dr. Carlos Enrique Arroyo Ortiz

Membro: Dr. Leandro Vilhena Costa

Discente: Felipe Augusto Vilas Boas

DEDICATÓRIA

Dedico este trabalho à minha família e amigos, em especial ao meu falecido avô José Izidoro Pinto.

AGRADECIMENTOS

Inicialmente agradeço aos meus pais e ao meu irmão pelo apoio e por terem oferecido as condições necessárias para que fosse possível trilhar esta jornada.

À minha segunda família, República Oito & Oitenta por todos os aprendizados ao longo destes anos.

Aos meus amigos de Itabirito, Ouro Preto e da UFOP.

À Minera Tres Valles, em especial ao Gilberto Schubert e equipe, pela oportunidade de estagiar no Chile.

Por fim, agradecimentos ao meu orientador José Margarida Silva pelos ensinamentos, pelo tempo e pela imensa ajuda no desenvolvimento deste trabalho.

EPÍGRAFE

“I'm just an idea, nothing concrete”

Mac Miller

RESUMO

As operações de lavra são realizadas em profundidades cada vez maiores, geralmente com diminuição de teor e aumento da relação estéril-minério, motivando como alternativa, o acelerado crescimento nas últimas décadas, da aplicação dos métodos de explotação subterrânea. Todavia, a viabilidade de trabalhos em subsolo exige análises específicas, uma vez que o aumento da distância em relação à superfície influi diretamente em maiores custos e preocupações com segurança e melhorias nos índices operacionais do projeto. Este trabalho, apresenta um estudo realizado na mina de cobre Papomono, propriedade da empresa Minera Tres Valles, localizada na cidade de Salamanca no Chile em que o aprofundamento da extração mineral gerou relevante aumento nas tensões induzidas no maciço rochoso. Diferentes tipos de suportes e reforços são utilizados para auxiliarem a sustentação das aberturas geradas na lavra subterrânea e dentre os diversos mecanismos de estabilização existentes, em Papomono, foi necessário empregar revestimentos em telas metálicas, concreto projetado e tirantes. Considerando-se a tendência de aumento do número de minas subterrâneas no Brasil e de seus volumes de produção, este trabalho foi desenvolvido com a finalidade de analisar a situação de três importantes minas subterrâneas no país e verificar ações destas empresas em busca de melhorias no processo de sustentação das suas escavações subterrâneas estabelecendo no decurso das análises, comparações empíricas e práticas com a mina do Chile, com ênfase em possibilidades e tendências, envolvendo mecanização e novas técnicas de engenharia para fortificação dos corpos rochosos. O trabalho realiza uma revisão bibliográfica, dos princípios de atuação e dimensionamento dos mecanismos de suporte das escavações subterrâneas, por meio da compilação de dados de caracterização geológica e geotécnica das minas selecionadas (Caraíba, Cuiabá e Vazante) bem como das propriedades que definem o maciço rochoso e os elementos de sustentação, com base nos dados disponibilizados pelos autores referenciados. Observa-se em todas as minas analisadas, a utilização de telas, concreto projetado e tirantes, porém em diferentes especificações, quantidades e associações que implicam a utilização de outros elementos como o cabeamento, as cambotas, o TSL e os enchimentos, em concordância com o estado de tensões, a qualidade do maciço rochoso, os custos de implementação, entre outros fatores que os tornam viáveis nessas condições em determinadas galerias ou realces. Houve ainda, em todas as minas, em algum momento desde o início do projeto, mudança do método de lavra utilizado, a fim de se melhor adequar à geometria e dimensões dos corpos mineralizados e de acompanhar as novas tendências da tecnologia. Notou-se que as ações, relacionadas à mudança do método de explotação, influenciaram a seleção e dimensionamento dos suportes adequados, exigindo melhorias nas técnicas e a execução da operação com um

maior controle geotécnico para melhora nos índices dessas minas subterrâneas. Por meio dessas considerações objetiva-se incentivar novos estudos acerca da tomada de decisões em relação ao uso dos mecanismos de estabilização e estruturas de suporte, visando otimizar as soluções de projeto atendendo os requisitos de segurança e diminuindo a necessidade de retrabalhos.

Palavras-chaves: Escavações Subterrâneas, Suporte, Telas, Concreto Projetado, Tirantes.

ABSTRACT

Mining operations are performed at ever greater depths usually with decrease of the ore content and increase of the waste/ore relationship, motivating as an alternative, the accelerated growth in the last decades, of the application of underground mining methods. However, the viability of underground work requires specific analyses, since the increase in the distance from the surface directly influences in higher costs and security concerns and improvements in the project's operational rates. This work presents a study developed at Papomono mine, property of Minera Tres Valles company, located in the city of Salamanca in Chile where the deepening of mineral extraction generated a relevant increase in the tensions induced in the rock mass. Different types of supports and reinforcements are used to help support the openings generated in the underground mining and among the several existing stabilization mechanisms, in Papomono, it was necessary to use metallic mesh coverings, shotcrete and anchorage. In accordance with the trend of increasing number of underground mines in Brazil and their production volumes, this work was developed in order to analyze the situation of three important underground mines in the country and verify actions of these companies in search of improvements in the process of sustaining their underground excavations, establishing in the course of the analysis, empirical and practical comparisons with the Chilean mine, with emphasis on possibilities and trends, involving mechanization and new engineering techniques for fortification of rock structures. The work does a bibliographic review, of the principles of action and dimensioning of the support mechanisms of underground excavations, through the compilation of data of geological and geotechnical characterization of the selected mines (Caraíba, Cuiabá and Vazante) as well as the properties that define the rock mass and the support elements, based on the data made available by the referenced authors. It is observed in all the analyzed mines, the use of mesh, shotcrete and bolts, however in different specifications, quantities and associations that also imply the use of other elements such as cabling, crankshafts, TSL and fillers, in accordance with the state of tension, the quality of the rock mass, the costs of implementation, among other factors that make them viable in these conditions in certain galleries or enhancements. There was also, in all the mines, at some point since the beginning of the project, a change in the method of mining used, in order to better adapt to the geometry and dimensions of the mineralized structures and to follow the new trends in technology. It was noticeable that the actions related to the change in the mining method, had an influence on the selection and sizing of the adequate supports, demanding improvements in the techniques and in the execution of the operation with a greater geotechnical control to improve the indices of these underground mines. Through these considerations the objective is

to encourage new studies on decision-making regarding the use of stabilization mechanisms and support structures, in order to optimize design solutions meeting safety requirements and reducing the need of rework.

Keywords: *Underground Excavations, Support, Metalic Meshes, Shotcrete, Mining Bolts.*

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 - Classificação Geomecânica de Terzaghi. 5
Figura 2 - Representação gráfica da obtenção do valor de RMR 6
Figura 3 - Guia para escavação e suporte de túneis. 8
Figura 4 - Representação gráfica da obtenção do valor Q 9
Figura 5 - Gráfico de seleção do suporte, associado aos sistemas de classificação Q. 10
Figura 6 - Aplicação mecanizada de tela em conjunto com ancoragens e camada de concreto projetado. 13
Figura 7 - Roboshot Semmco Alpha20 14
Figura 8 - Localização das Principais Instalações da Minera Tres Valles. 21
Figura 9 - Perfil do modelo geotécnico proposto MTV 23
Figura 10 - Ancoragem com parafusos detalhada. 24
Figura 11 - Tipos de hastes (parafusos) utilizadas na operação da mina Papomono. 24
Figura 12 - Aplicação de Parafusos helicoidais com auxílio de grua – MTV 26
Figura 13 - Área de preparação da mistura para concreto projetado – MTV. 27
Figura 14 - Tipos de tela utilizados em Papomono. 28
Figura 15 - Tela ACMA no depósito da Minera Tres Valles. 29
Figura 16 - Diagrama de Fortificação Papomono para seções de rochas do tipo II e III. 29
Figura 17 - Tempo médio (min) para fortificações em rochas do tipo III, IV e V em PPMN. 33
Figura 18 - Custo operacional da mineração de cobre no Brasil, 2007 a 2011 37
Figura 19 - Tendência de oferta mundial de cobre. 37
Figura 20 - Entrada da Mina Subterrânea da MCSA. 39
Figura 21 - (Esquerda) Formação de choco na galeria de acesso ao realce da mina. (Direita) Desplacamento do teto no acesso do 11° Painel do realce RE07 40
Figura 22 - Ciclo do desenvolvimento de galerias na mina subterrânea 40
Figura 23 - Esquema de suporte nas galerias dos realces 43
Figura 24 - Realce preenchido com paste fill 44
Figura 25 - A Folha da Caraíba – Edição 2, 2018 – P.10. 46
Figura 26 - Localização da mina Cuiabá 47
Figura 27 - Seção em planta do nível 11 discriminando os corpos de minério. 47
Figura 28 - Seção vertical esquemática da mina Cuiabá, atualizada em outubro de 2015 48
Figura 29 - Produção em massa e ouro da mina Cuiabá 49
Figura 30 - Ciclo operacional da lavra na mina Cuiabá 50
Figura 31 - Probabilidade da escavação do corpo FGS, no nível 11 ser estável. 52

Figura 32 - (Esquerda) Lavra por sublevel stoping no realce 16 da Fonte Grande Sul (FGS). (Direita) Lavra por corte e aterro no realce 8 FGS 53
Figura 33 - Capa do minério (Hanging Wall) com malha de cabos disposta em realce de corte e aterro 15.1 FGS Lado Direito 53
Figura 34 - Aumento da quantidade de tirantes resinados aplicados na Mina Cuiabá desde 2014 e tendência de redução da aplicação de cavilhas expansivas. 54
Figura 35 - Tela aplicada na mina Cuiabá ao longo da rampa 13 FGS 54
Figura 36 - Aplicação de fogueiras em associação a cambotas rígidas e tela eletrosoldada 55
Figura 37 - Aplicação de TSL em galeria no nível 15 da mina Cuiabá 55
Figura 38 - Evolução do volume de concreto projetado aplicado na mina Cuiabá 56
Figura 39 - (Esquerda) Galeria da Mina Cuiabá sem aplicação de concreto projetado no Nível 11. (Direita) Mesma galeria após aplicação de concreto projetado 57
Figura 40 - Galeria com aplicação associada de concreto projetado e tirantes 58
Figura 41 - Evidência de sobreescavação em galeria da Rampa 7 da mina Papomono. 59
Figura 42 - (Esquerda) Diagrama de disparo para túneis com seção de 4,0 x 4,0 metros. (Direita) Carregamento de explosivos em seção da mina. 59
Figura 43 - Explosivo em pó ANFO seco, emulsores e retardos no interior da mina. 60
Figura 44 - Evidência de buckling entre os níveis 13 e 14 da rampa FGS sem evidência de overbreak devido a presença de telas 61
Figura 45 - Alteração no nível de overbreak da escavação após saneamento mecanizado 61
Figura 46 - Procedimento Padrão de Saneamento Manual, MTV. 62
Figura 47 - Procedimento Padrão de Saneamento Manual com auxílio de Grua Levante 63
Figura 48 - Testemunhos de sondagem Nível 420 GTN, Vazante 66

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Comparativo dos mecanismos de suporte empregados nas minas selecionadas para este estudo. 17
Tabela 2 - Qualidade geotécnicas de modelo proposto MTV. 23
Tabela 3 - Custo unitário do parafuso helicoidal em Papomono. 25
Tabela 4 - Quantidades utilizadas para fabricação de mistura de argamassa para fixação dos parafusos helicoidais em Papomono. 25
Tabela 5 - Custo de preparação de 4m³ de shotcrete em PPMN. 27
Tabela 6 - Média diária de fortificação em PPMN 30
Tabela 7 - Características gerais dos túneis e de operação em PPMN. 31
Tabela 8 - Tempos de ciclo nas atividades de desenvolvimento e fortificação em PPMN. 32
Tabela 9 - Tempo total de ciclo nas atividades de fortificação para rochas do tipo III, IV e V em PPMN. 32
Tabela 10 - Minas Subterrâneas Ativas no Brasil. 35
Tabela 11 - Classificação dos depósitos de cobre no Brasil. 36
Tabela 12 - Classificação geomecânica da mina Caraíba 43
Tabela 13 - Comparativo em volume projetado de concreto, PPMN x Cuiabá. 56
Tabela 14 - Comparação entre número de FOGs na mina Cuiabá 57
Tabela 15 - Deslocamento da galeria 420 GTN após detonação de frente em Vazante. 66
Tabela 16 - Deslocamento da galeria 326 GPN após detonação de frente em Vazante. 66
Tabela 17 - Comparativo dos suportes da mina de Vazante 67
Tabela 18 - Gasto acumulado com fortificação em PPMN. 68
Tabela 19 - Gasto realizado com concreto projetado em Vazante 68
Tabela 20 - Gasto acumulado com Concreto Projetado em PPMN 68
Tabela 21 - Custo com telas metálicas em Vazante 69
Tabela 22 - Gasto acumulado com suporte em telas. PPMN 69
Tabela 23 - Custo com atirantamento em Vazante 69
Tabela 24 - Gasto acumulado com atirantamento (parafusos) em PPMN 70

ABREVIATURAS

ANM - Agência Nacional de Mineração.

BNDES - Banco Nacional de Desenvolvimento Econômico e Social.

CMS - Cavity Monitoring System.

DNPM - Departamento Nacional de Produção Mineral.

FOG - Fall of Ground.

GMC - Grupo de Melhoria Contínua.

INGEROC - Ingeniería de Rocas Ltda.

LHD – Carregadeira Load-Haul-Dump.

MCSA - Mineração Caraíba S/A.

MTV - Minera Tres Valles.

NATM - New Austrian Tunneling Method

NRM - Norma Reguladora de Mineração.

PPMN - Mina Subterrânea Papomono.

Q - Índice de Classificação Geomecânica de Barton.

RMR - Rock Mass Rating.

UBQ - União Brasileira para a Qualidade.

VCR - Vertical Crater Retreat.

VRM - Vertical Retreat Mining.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO 1
2. OBJETIVOS 3
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA 4
3.1. As Descontinuidades dos Maciços Rochosos 4
3.1.1. Recomendação de Suporte de Túneis Baseado no Sistema de Classificação Geomecânica Rock Mass Rating (RMR). 6
3.1.2. Recomendação de Suporte de Túneis Baseado no Sistema de Classificação Geomecânica Q de Barton. 8
3.2. Descrição dos Mecanismos de Suporte de Escavações Subterrâneas 10
3.2.1. Arcos (Cambotas) 12
3.2.2. Telas 12
3.2.3. Concreto Projetado – *Shotcrete* 13
3.2.4. Haste (Parafuso) 14
3.2.5. Cabos (*Cable Bolt*) 15
3.2.6. Refortificação 15
3.3. Relação das Minas Subterrâneas Analisadas no Brasil conforme Método de Lavra, Minério de Interesse e Qualidade Geotécnica do Maciço 17
4. METODOLOGIA 18
5. RESULTADOS E DISCUSSÕES 19
5.1. Minera Tres Valles 19
5.1.2. Método de Lavra (*Front Caving*) 22
5.1.3. Fortificação 23
5.1.4. Programa de Prevenção de Riscos 30
5.1.5. Análise de Tempo de Aplicação de Elementos de Suporte em PPMN. 30
5.2. Minas Subterrâneas no Brasil 34
5.2.1. Minas de Cobre no Brasil 36
5.3. Mina Caraíba 38
5.4. Mina Cuiabá 46
5.5. Mina Vazante 64
6. CONCLUSÕES 71
7. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS 73

1. INTRODUÇÃO

Diante dos recentes e lamentáveis episódios de acidentes envolvendo as barragens de mineração a céu aberto no Brasil, mais especificamente em Minas Gerais, é imprescindível que as organizações não economizem esforços para garantir a segurança dos seus colaboradores, funcionários e da comunidade local.

Sabe-se que a tendência natural das minas a céu aberto, à medida que se desenvolve a lavra e diminui-se o teor em superfície, é o aprofundamento da cava, até atingir-se o limite econômico e técnico de exploração. Desta forma, encaminha-se uma transição para a mineração subterrânea em que o minério extraído e o seu respectivo teor também são importantes fatores na avaliação dos mecanismos de sustentação das escavações.

A mineração subterrânea por sua vez, também apresenta imensos riscos à integridade física dos seus trabalhadores. Apesar da grande dificuldade em se encontrar referências bibliográficas acerca da aplicação de suportes em escavações subterrâneas do Brasil, têm se notado a crescente preocupação das empresas nacionais para com este tópico, com significativos investimentos em tecnologias de suporte de escavações, com ênfase em estudos da viabilidade de aplicação de concreto projetado e outros mecanismos de estabilização.

O objetivo de todo esse esforço é tanto possibilitar a verificação do dimensionamento dos mecanismos de suporte já existentes para a situação atual de segurança da mina quanto garantir tecnicamente a aplicação de novos sistemas.

A instabilidade e consequente desabamento de rochas em minas subterrâneas é uma situação que pode ser provocada por inúmeros fatores. Sabe-se, portanto, que o controle dessa situação é bastante complexo e demanda numerosos investimentos em pesquisas e monitoramento.

Estes movimentos no maciço são comumente provocados por excesso de cargas, má distribuição ou redistribuição de tensões na rocha, presença de descontinuidades, orientação desfavorável da escavação em relação a essas alterações ou até mesmo por ação da gravidade e da pressão da água.

Mediante análises teóricas e interpretação de dados de projetos de sustentação de escavações subterrâneas realizados por empresas no Brasil estima-se correlacionar o método construtivo utilizado e a qualidade do maciço rochoso com o suporte selecionado, baseando-se nas propriedades índice e classificações geomecânicas das rochas.

Similarmente, serão evidenciados os paralelos entre as atividades de planejamento das operações de lavra com o controle e supervisão da estabilidade das escavações.

As informações coletadas durante atividade de estágio desenvolvida no Chile em uma mineração subterrânea de cobre, considerada de médio porte, serão utilizadas como meio de verificação.

2. OBJETIVOS

2.1. Objetivo Geral

O objetivo geral deste trabalho é a identificação e qualificação dos fatores que influenciam na estabilidade das escavações subterrâneas de um conjunto restrito e representativo de minas no Brasil, selecionadas por meio de critérios de similaridade com a Mina Subterrânea Papomono no Chile, discorrendo acerca da interação dos respectivos maciços rochosos em estudo com os mecanismos de sustentação empregados.

Além de estabelecer por meio de comparações, padrões na determinação das especificações dos suportes, revestimentos, tratamentos (reforços) e instrumentação dos mecanismos adotados.

2.2. Objetivos Específicos

Aprofundar o conceito de mitigação de riscos e redução de acidentes em obras subterrâneas, por meio de um planejamento global e de investigações antecipadas que causem o menor impacto possível nos custos e prazos das operações.

Estabelecer adequadas noções de utilização dos suportes nas escavações subterrâneas, a fim de conter o crescimento das deformações, proporcionando um ambiente mais seguro.

Compreender as variáveis que envolvem as deformações e o comportamento dos túneis escavados nos maciços rochosos analisando os dados disponíveis à respeito dos deslocamentos resultantes e da influência das pressões exercidas com o emprego dos mecanismos de contenção.

Mostrar a importância do estudo das composições e propriedades dos elementos de estabilização e das suas potenciais melhorias, como a adição de fibras plásticas ao concreto projetado e a utilização de elementos de contenção de superfície como telas para contenção de sobre-escavação.

Apresentar os tempos gastos em operações de fortificação e refortificação e estabelecer comparativos de custos entre as minas em estudo.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1. As Descontinuidades dos Maciços Rochosos

Comumente é conhecido a respeito de adversidades em obras de engenharia que foram causadas em consequência de alterações nas características estruturais dos maciços rochosos.

De acordo com Silva (2018), a abertura de uma escavação subterrânea, induz alterações no estado de tensões preexistentes no maciço, motivando, na maioria dos casos, a necessidade de instalação de sistemas de suporte que garantam a estabilidade dessa cavidade.

Lauffer (1958, apud Hoek et al., 2000), introduziu o conceito de tempo de auto sustentação para um vão livre sem suporte, relacionado com a qualidade do maciço rochoso. A classificação original já sofreu várias modificações e faz parte do método de abertura de túneis *New Austrian Tunneling Method (NATM)* que inclui uma série de técnicas para uma abertura segura de túneis em condições de rocha em que o tempo de auto sustentação é limitado antes de ocorrer a falha. (Gonçalves et al, 2015).

Segundo o autor, o projeto de suportes de uma escavação subterrânea fundamenta-se inicialmente na utilização de um suporte natural, ou seja, no uso do próprio maciço rochoso como principal estrutura resistente. Dessa forma, pretende-se conservar a resistência estrutural do corpo rochoso utilizando de maneira eficiente a sua autosustentação.

Todavia, não existem registros de um mecanismo de análise padrão capaz de avaliar um projeto de suportes de maneira universal. Sendo assim, surgiu a necessidade de uma descrição objetiva e sistemática das características dos maciços rochosos com a finalidade de adequar as técnicas de cada projeto com as singularidades de cada maciço e do ambiente que o condiciona. (Stewart e Forsyth, 1995).

Fundamentado em critérios empíricos os maciços rochosos são frequentemente classificados por meio de modelos numéricos. Diversos métodos matemáticos são empregados com o intuito de analisar e quantificar a influência de alguns fatores no comportamento dos túneis, galerias e outras escavações.

O estudo de Hoek et al. (2000) mostra que o uso dos sistemas de classificação geomecânicas retorna informações relevantes quando utilizado nas fases preliminares de estudo de um projeto em que ainda não se possuem muitos conhecimentos acerca das principais características do maciço rochoso.

Apesar de considerar em suas análises uma quantidade limitada de parâmetros, estas técnicas de classificação geomecânica concebem resultados significativos e, para um estudo inicial, são de suma importância para uma aproximação da situação real e para uma previsão relevante do mecanismo de suporte a ser empregado e o seu desempenho téorico na obra.

Os estudos conduzidos acerca dos parâmetros geotécnicos apontam para a necessidade de análises técnicas por meio de amostragem de sondagens mecânicas realizadas na superfície e de ensaios laboratoriais que permitem categorizar os maciços rochosos possibilitando a escolha do suporte adequado.

Uma das primeiras classificações geomecânicas de que se tem conhecimento é o método de Terzaghi de publicação no ano de 1946. Inicialmente, o método foi dimensionado somente para túneis, tendo adaptação posterior a escavações de mineração em rochas e solos. A classificação é subdividida em nove classes com observações analíticas do carregamento da rocha atuante nos elementos de estabilização e indicações das suas melhores adequações.

Segundo os autores Stewart e Forsyth (1995), Terzaghi criou o primeiro método racional para classificação dos maciços rochosos, a partir do qual todos os métodos subsequentes o utilizaram como referência.

Durante muitos anos essa foi a classificação mais utilizada na engenharia e mineração para túneis e outras escavações. Todavia, a evolução da tecnologia e dos estudos aplicados na área mostraram que este método possuía divergências e não levava em consideração o estado inicial de tensão no maciço não possuindo aplicação indicada para situações específicas e contendo informações insuficientes para avaliar com segurança e alto nível de certeza, o comportamento do maciço rochoso e dos suportes aplicados.

Além disto, conforme evidenciado na figura 1, o método se limita à escolha do suporte em túneis por cambotas metálicas.

Condições da rocha	H_p carga (pés)	Observações
1. Dura e intacta	Zero	Requer suporte leve somente em condições de queda de blocos
2. Dura estratificada ou xistosa	0 a 0,5B	Suporte leve
3. Maciça, moderadamente fracturada	0 a 0,25B	Carga pode variar erraticamente de ponto para ponto
4. Moderadamente compartimentada	0,258 a 0,35 $(B+H_t)$	Não há pressões laterais
5. Muito compartimentada	(0,35 a 1,10)$(B+H_t)$	Pequenas pressões laterais ou mesmo sem pressões
6. Completamente esmagada mas quimicamente intacta	1,10$(B+H_t)$	Pressão lateral considerável. Requer suporte contínuo de cambotas
7. Pouco expansiva, profundidade média	1,10 a 2,10 $(B+H_t)$	Pressão lateral elevada, requer arco invertido
8. Pouco expansiva, profundidade elevada	2,10 a 4,50 $(B+H_t)$	Cambotas circulares são recomendadas
9. Rocha expansiva	Acima de 250 pés, independente do valor de $B+H_t$	Cambotas circulares são requeridas. Em casos extremos devem usar-se suportes flexíveis

Figura 1 - Classificação Geomecânica de Terzaghi (Aguiar, 2010).

Por conta das limitações deste método e devido a um maior nível detalhamento da geologia local e de seus condicionantes geotécnicos, foram desenvolvidas e propostas posteriormente, muitas outras classificações geomecânicas. Os novos métodos eram mais

criteriosos e consideravam mais variáveis nos cálculos e avaliações da interação maciço rochoso e suporte. Dessa forma, continham indicações mais precisas no que se dizia respeito às propriedades intrínsecas do maciço estendendo-se para classificações com áreas de aplicação mais amplas.

No âmbito de estudo do presente trabalho, serão discorridos rapidamente as classificações geomecânicas mais utilizadas atualmente: as de Bieniawski (sistema *Rock Mass Rating*), proposta em 1973, e a de Barton et al. (sistema Q) de 1974. Ambos os sistemas partem do princípio de atribuiçao de notas para a classificação do maciço e são os sistemas de classificação geomecânica com utilização mais difundida atualmente. O dimensionamento empírico dos elementos de suporte tais como tirantes, telas, cambotas e concreto projetado é feito seguindo as orientações e padrões estabelecidos nestas duas classificações.

Não é objetivo deste trabalho definir detalhadamente cada um desses sistemas, sendo necessário para maior entendimento, a leitura desses estudos.

3.1.1. Recomendação de Suporte de Túneis Baseado no Sistema de Classificação Geomecânica Rock Mass Rating (RMR).

O sistema RMR proposto por Bieniawski considera e classifica em pesos, seis parâmetros geotécnicos, retornando para o maciço em estudo, um valor que varia de 0 a 100, resultado da soma algébrica dos pesos atribuídos, conforme figura 2.

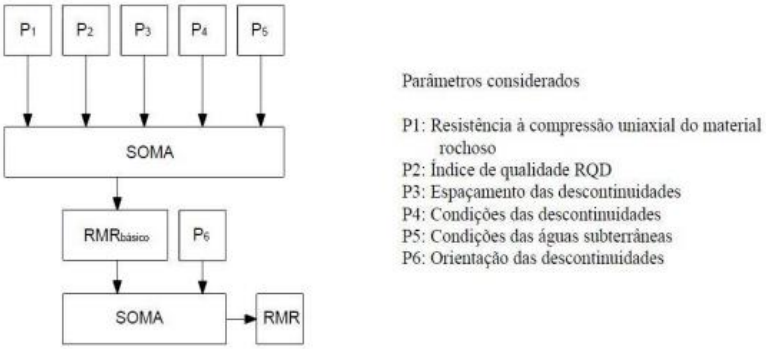


Figura 2 - Representação gráfica da obtenção do valor de RMR (Aguiar, 2010).

Como discorrido por Aguiar (2010) o maciço a ser classificado é dividido em regiões estruturais de características semelhantes. O valor obtido para o RMR posiciona o maciço rochoso em uma das cinco classes do sistema. Entre outras vantagens do método, destaca-se a possibilidade de se estimar parâmetros importantes como: módulo de deformação do corpo, coesão, ângulo de atrito, vão autoportante, pressão de suporte para uma dada abertura, entre outros. A classificação pode ainda ser utilizada para auxiliar na escolha do método de lavra, todavia não exclui a necessidade de se realizarem ensaios e modelagens numéricas para definição dos suportes permanentes.

Para determinar o RMR do maciço rochoso de interesse, os seis parâmetros geomecânicos analisados, recebem uma pontuação crescente, quanto mais favorável for a condição de estabilidade na frente de escavação:

- Resistência à compressão simples (de 0 a 15 pontos);
- RQD = Índice de Qualidade das Rochas (de 3 a 20 pontos);
- Maior ou menor espaçamento entre as fraturas mapeadas (de 5 a 20 pontos);
- Condições das fraturas (de 0 a 30 pontos);
- Posição, orientação das fraturas em relação às escavações (de -60 a 0 ponto);
- Presença ou ação de água subterrânea (de 0 a 10 pontos).

O somatório dos pontos (até 100) define o valor do RMR e, assim, a classe do maciço.

A tabela retirada de Bieniawski (1989) apresenta recomendações para uso de suportes permanentes em galerias. Baseado no valor do RMR é possível projetar, o tempo de autossustentação, a dimensão e a geometria mais adequadas para as seções de escavação.

Alguns cuidados devem ser tomados na utilização deste sistema de classificação geomecânica. O método define que a divisão de regiões do maciço rochoso deve ser realizada de maneira coerente após profundas análises do comportamento da escavação, sendo necessário verificar com maior atenção os parâmetros mais determinantes com os maiores pesos na nota atribuída.

Sabe-se que quanto menor a resistência do maciço em estudo e quanto mais imprevisível for o estado de tensões ao qual ele está submetido, menor será a aplicabilidade do método. Nesses casos de maior incerteza, para obter resultados mais significativos, é necessário sempre aliar outras alternativas a esta classificação.

A figura 3 mostra um guia para escavação e suporte de túneis adaptado de Bieniawski (1979) com as cinco classes do maciço rochoso e suas respectivas recomendações dos elementos de sustentação (tirantes, concreto projetado e cambotas metálicas).

Classe do Maciço Rochoso	Método de escavação	Tirantes (Ø de 20 mm, com calda de cimento)	Concreto projetado	Cambotas metálicas
I - Rocha muito boa RMR: 81-100	Face completa Avanço de 3m	Geralmente não precisa suporte exceto tirantes localizados curtos		
II - Rocha boa RMR: 61-80	Face completa Avanço de 1 a 1,5m suporte pronto a 20m da face	Tirantes localizados no teto com 3m de comprimento e espaçados de 2,5m, telamento opcional	Espessura de 50mm no teto, onde necessitar	Nulo
III - Rocha média RMR: 41-60	Frente de escavação em bancadas (berma) 1,5 a 3m de avanço na abóbada. Instalação do suporte após cada escavação a fogo Suporte pronto a 10m da face	Tirantes espaçados 1,5 a 2m, de 4m de comprimento, no teto e laterais, com telamento no teto	Espessura de 50 a 100mm no teto e 30mm nas paredes	Nulo
IV - Maciço fraturado RMR: 21-41	Avanço da abóbada em etapas de 1 a 1,5m. Instalação do suporte junto com o avanço da frente.	Tirantes espaçados 1 a 1,5m, de 4 a 5m de comprimento, teto e paredes, com telamento	Espessura de 100 a 150mm no teto e 100mm nas paredes.	Cambotas metálicas leves a médias, espaçadas de 1,5m, onde necessário.
V - Maciço muito fraturado RMR: < 20	Múltiplas frentes Avanço da calota de 0,5 a 1,5m. Instalação do suporte paralelo com a escavação. Concreto projetado logo que possível após a escavação fogo.	Tirantes espaçados 1 a 1,5m, de 5 a 6m de comprimento no teto e laterais com telamento.	Espessura de 150 a 200mm no teto e 150mm nas paredes, e 50mm na face.	Cambotas metálicas médias a pesadas, espaçadas de 0,75m, com aduelas de aço. Arco invertido.

Figura 3 - Guia para escavação e suporte de túneis (adaptado de Bieniawski, 1979).

3.1.2. Recomendação de Suporte de Túneis Baseado no Sistema de Classificação Geomecânica Q de Barton.

O sistema desenvolvido por Barton et al. (1974) propõe um índice de qualidade Q, para a classificação de maciços rochosos e obtenção de necessidades de suporte. O índice é obtido por meio da seguinte expressão:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_a}{SRF}$$

Onde:

RQD = Designação da Qualidade da Rocha;

Jn = Número de famílias de juntas;

Jr = Valor da rugosidade da junta crítica;

Ja = Valor da alteração da junta crítica;

Jw = Fator da água subterrânea;

SRF = Fator de tensões.

Assim como no método de classificação geomecânica *Rock Mass Rating* (RMR), o sistema proposto por Barton considera seis parâmetros no cálculo do índice de qualidade do maciço rochoso. O valor de Q permite definir classes qualitativas do maciço e informações sobre a estabilidade e necessidades de suporte. A figura 4 esquematiza graficamente a forma de obtenção do valor final de Q.

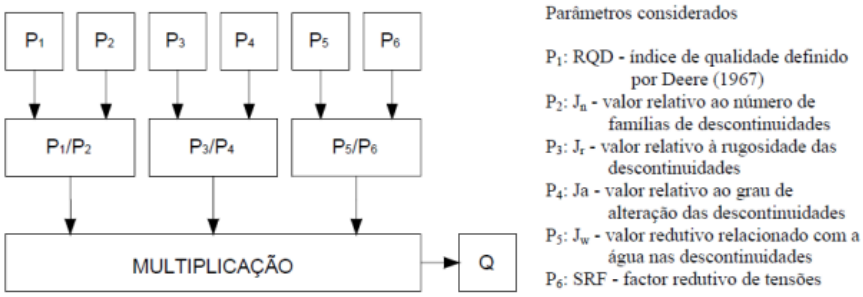


Figura 4 - Representação gráfica da obtenção do valor Q (Aguiar, 2010).

De maneira bastante resumida segue explicação de cada um dos índices de acordo com o trabalho de Aguiar (2010):

- RQD – referente a qualidade da furação, é inserido na equação com o seu valor percentual (%).
- Jn - Grau de fraturação do maciço – medido de acordo com o número de famílias de descontinuidades presentes e a sua posição relativa;
- Jr - Estado das descontinuidades - rugosidade das descontinuidades;
- Ja - Grau de alteração e preenchimento das descontinuidades;
- Jw - Condições hidrogeológicas – medidas de acordo com a pressão de água aproximada em MPa;
- SRF - Estado de tensão *in situ* - relativo às ocorrências de zonas de baixa resistência.

Definiu-se ainda um parâmetro adicional ao qual se deu o nome de Dimensão Equivalente (De). Este parâmetro tem valor obtido pela divisão do diâmetro ou da altura da escavação, pelo ESR (*Excavation Support Ratio*), cujo valor relaciona-se com o tipo de escavação e o seu uso pretendido.

Utilizando o valor obtido de Q é possível conforme figura 5, determinar a categoria do suporte definitivo requerido.

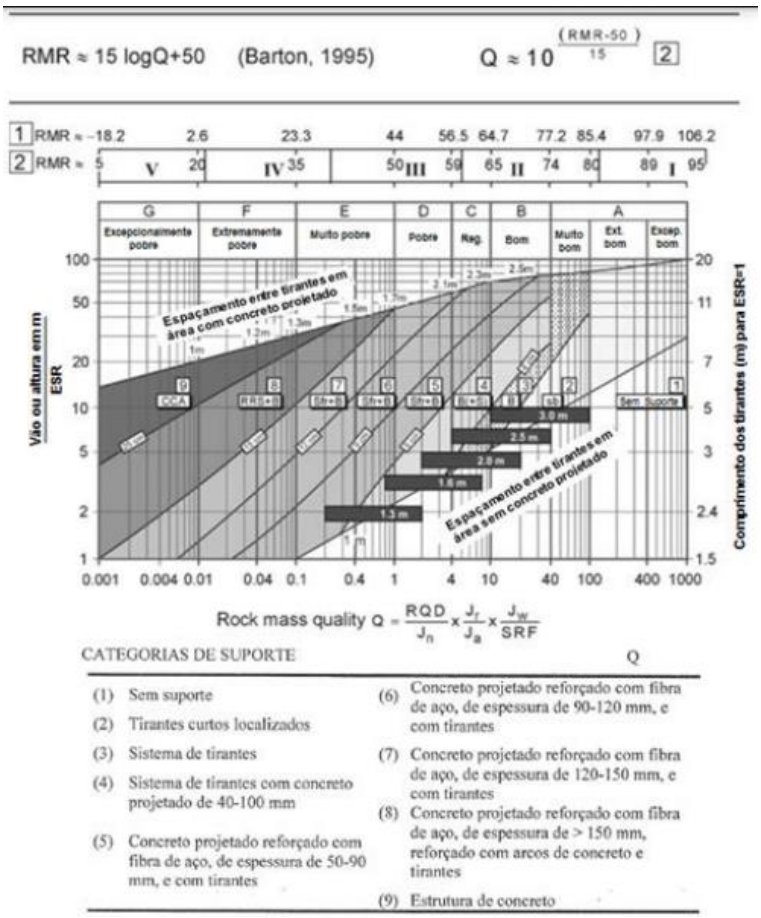


Figura 5 - Gráfico de seleção do suporte, associado aos sistemas de classificação Q. (Zenobio et al, 2016)

A metodologia proposta por Barton apresenta um certo nível de complexidade que dificulta a sua aplicação devido à subjetividade de alguns dos parâmetros utilizados. Mesmo com as dificuldades associadas à sua aplicação, é considerado um sistema bastante empregado.

Diante da perspectiva de maior utilização desse sistema surgiram equações que correlacionam ambas as classificações. Essas correlações, como as mostradas na figura 5, possibilitam a utilização de grande quantidade de informações que foram levantadas com base no sistema RMR.

3.2. Descrição dos Mecanismos de Suporte de Escavações Subterrâneas

A atividade de mineração subterrânea gera escavações de variados tamanhos na rocha intacta. A abertura de galerias, para a retirada do minério provoca deformações na rocha que podem levar a subsidência.

O maciço rochoso em questão não é contínuo, ou seja, apresenta descontinuidades que podem ser atribuídas às diferentes resistências das rochas que a compõem, às feições geológicas que o atravessam e até mesmo devido às variações nos campos de tensão aos quais sofre influência.

A não aplicação de suporte nestas escavações pode provocar colapsos com efeitos não só operacionais e econômicos como socioambientais podendo representar ainda risco à vida humana.

Todas as minas subterrâneas podem ser submetidas a quedas de terreno. Como resultado, mais de 90% das mais de 700 minas subterrâneas utilizam algum tipo de sustentação de teto ou de laterais das escavações. (Silva, 2018).

O crescente interesse e necessidade em um maior conhecimento específico em projetos subterrâneos resultou no surgimento de novos conceitos. Aliado à grande evolução dos equipamentos e técnicas de lavra subterrânea foram desenvolvidas novas técnicas de estabilização de frentes de trabalho gerando um aumento no nível de confiança e segurança das operações.

A correta projeção das metodologias a serem utilizadas garantem, além de maior confiabilidade, um correto dimensionamento dos recursos do projeto, sejam eles humanos ou materiais. A fim de se aperfeiçoar a segurança destas escavações, é necessário que os engenheiros e profissionais responsáveis elaborem um projeto adequado que confie em um sistema de sustentação preciso e condizente.

Segundo a Norma Reguladora de Mineração – NRM-05 (Sistemas de Suporte e Tratamentos), publicada pelo Departamento Nacional de Produção Mineral – DNPM, todas as aberturas subterrâneas devem ser avaliadas e convenientemente tratadas ou suportadas segundo suas características hidro-geo-mecânicas e finalidades a que se destinam.

Ainda segundo o documento, deve haver uma supervisão completa e periódica do sistema de fortificação da mina em atividade e os materiais utilizados devem ser selecionados de acordo com as propriedades geomecânicas do maciço e do ambiente em que estejam submetidos.

Segundo Silva (2018), é comum que se classifique as estruturas de sustentação (conforme Silveira, 2005, adaptado por Silva, 2016) em:

1. Suportes descontínuos – esteios, arcos (ou “cambotas”), quadros, pilares naturais ou artificiais, fogueiras e suportes hidráulicos automarchantes;
2. Suportes contínuos (ou revestimentos) – telas, concreto projetado (*shotcrete*), *straps* e selantes (TSLs);
3. Reforço ou tratamento do maciço – ancoragens, injeções, congelamento de terreno e enfilagens.

A princípio, cabe esclarecer que ao longo da explanação aqui desenvolvida as definições de alguns mecanismos de suporte de escavações subterrâneas como ancoragem com parafusos,

telas metálicas e concreto projetado terão considerações técnicas e descrição condizentes com as aplicações as quais foram submetidas na mina subterrânea Papomono no Chile.

A. Suportes Descontínuos

3.2.1. Arcos (Cambotas)

Conforme definição de (Silva, 2018), arcos (ou cambotas) são elementos metálicos curvilíneos instalados, geralmente, com plano normal ao eixo da escavação e utilizados como contenção passiva, sendo capazes de suportar o peso da rocha fraturada em volta da cavidade do maciço rochoso.

Podem ser utilizadas em associação com outros elementos de suporte como concreto projetado e telas, permitindo uma maior segurança à área de trabalho. A sua finalidade é suportar as cargas do terreno nas primeiras horas após a escavação. São considerados suportes de alta deformabilidade, mas em geral são considerados caros.

B. Revestimento

De acordo com Silva (2018), revestimentos tratam das obras de recobrimento de zonas da periferia das escavações, com a finalidade de impedir o desprendimento de pequenos blocos de rocha e de regularizar e mesmo impermeabilizar os seus contornos.

3.2.2. Telas

Elemento de revestimento composto por uma tela metálica ou de poliéster que é posicionada e fixada na parede da escavação com o intuito de garantir sustentação ao maciço rochoso em caso de deformação e impedir o desprendimento de pequenos fragmentos de rocha.

Existem em diferentes composições e desenhos e são dimensionadas de acordo com a necessidade de cada escavação. Geralmente apresentam malha quadrada ou trançada como nos casos de aplicação da mina Papomono, conforme figura 14.

São utilizados em associação à projeção de concreto e a ancoragens podendo ser colocadas de maneira manual ou mecanizada com o auxílio de equipamentos de perfuração.

Figura 6 - Aplicação mecanizada de tela em conjunto com ancoragens e camada de concreto projetado (Silva, 2018).

3.2.3. Concreto Projetado – *Shotcrete*

O concreto projetado possui composição similar a do concreto comum (à base de água, cimento, areia e brita), se diferenciando pelo método de aplicação que consiste da projeção da mistura no setor desejado com alta pressão e velocidade de lançamento.

A projeção que geralmente é realizada via equipamento especial (*Roboshot*) produz um concreto com boa adesão e compactação e confere uma aplicação mais rápida com o intuito de reduzir ou mitigar a possibilidade de queda de blocos soltos em escavações subterrâneas.

Pode ser aplicado via seca e via úmida se diferenciando pela origem do processo de preparação da mistura. A via úmida é o processo mais moderno em que a quantidade de água é dosada e adicionada antes da projeção. Na via seca, a mistura é preparada sem a presença de água, acrescentando-se este elemento apenas na etapa de lançamento. Deste modo, a quantidade de água utilizada é definida pelo aplicador.

Na mina Papomono, a mistura de concreto é preparada em um canteiro que fica localizado em superfície e onde são armazenadas todas as substâncias necessárias para preparação.

Os componentes (areia, cimento, água, materiais finos complementares, aditivos químicos e fibras) formam um sistema que determina a qualidade da mistura.

As fibras são adicionadas na mistura em dosificação definida previamente pela equipe responsável e a preparação da mistura é realizada em equipamento especial para este fim, um caminhão misturador (betoneira) denominado *Mixer* (Vilas Boas, 2018).

A fim de se prevenir qualquer acumulação de material nos tubos, bocal e bombas, assim como se evitar o aumento da descontinuidade de fluxo, a correta manutenção e limpeza do equipamento são imprescindíveis e garantem o seu ótimo funcionamento. A projeção só deve recomeçar uma vez que o equipamento esteja limpo corretamente.

A operação de limpeza consiste de lavagem do equipamento de projeção (*Roboshot*) com água e ar comprimido. Para esvaziar a mangueira do equipamento, retira-se o bico de aplicação e continua-se projetando concreto até que este não saia mais, simultaneamente abre-se a válvula da para saída do resto da mistura. A desobstrução do bico é feita por meio de lavagem com água e ar comprimido.

A desmontagem consiste da retirada dos cabos de alimentação de energia e água e da dobra das mangueiras do equipamento.

Figura 7 - Roboshot Semmco Alpha20

C. Tratamento do Maciço

Segundo Silva (2018), ancoragem trata-se da introdução rígida (fixação) de barra de aço (tirante ou parafuso) ou flexível (cabo), em furo(s) previamente executado(s) através das camadas adjacentes à escavação, com o preenchimento ou não do espaço entre a barra e a parede do furo com argamassa de cimento não retrátil ou com resina.

3.2.4. Haste (Parafuso)

É um conjunto composto por um parafuso metálico que é utilizado para apoiar a periferia da rocha, afirmando-se dentro do terreno, geralmente com uma porca e uma arruela para sua fixação de maneira isolada ou associada com a colocação de tela metálica ou outro elemento de suporte.

São elementos relativamente baratos e resistentes de intalação simples. Conforme discorrido por Silva (2018) os parafusos promovem ancoragem mecânica e podem ser parafusos de atrito – friction bolts -, modelo split-set ou swellex, por exemplo, ou com argamassa (resina, cimento ou solução expansível).

Os parafusos são posicionados seguindo uma distância (malha) padrão, definida pela operação, podendo, entretanto, atingir valores máximos no caso do setor a ser suportado possuir um maciço rochoso de qualidade melhor do que a usual.

3.2.5. Cabos (*Cable Bolt*)

Segundo Pena (2016), *Cable bolt* ou cordoalha é um cabo metálico flexível, composto normalmente por fios de aço, sendo um central e contornado por outros em volta. Esse cabo é instalado no furo das laterais ou teto com cimento, de acordo com uma malha regular para promover a sustentação dos tetos e laterais de uma escavação.

Por serem equipamentos flexíveis se apresentam como boas opções de suporte, devido a versatilidade ao se adequarem a instalações de variados tamanhos independentemente do espaço disponível.

Por serem dobráveis apresentam capacidade adaptativa às aberturas dos furos e ainda admitem a possibilidade de serem fabricados em diferentes configurações (material, desenho, medidas), otimizando a sua performance em conformidade com as necessidades de projeto.

A depender do diâmetro, este elemento possibilita a utilização de mais de um cabo no mesmo furo, aumentando sua capacidade de suporte. Assim como nos outros mecanismos de suporte citados anteriormente também podem admitir a associação de outros elementos adicionais como concreto, tirantes, placas, straps e telas.

É um dispositivo de alta resistência à tração e devido à sua flexibilidade é capaz de atingir grandes comprimentos em espaços limitados. Além de apresentar grande capacidade de carga, podem atuar em grandes profundidades evitando separação de blocos ao longo dos planos de fraqueza do maciço rochoso.

Tem aplicação no Brasil bastante difundida como é o caso da mina Cuiabá e se apresentam como uma boa alternativa para suportes de maciços em locais inacessíveis. Como afirma Pena (2016) possuem capacidade de controlar a diluição de estéril nos limites dos realces, uma vez que o seu uso evita que a detonação atinja alguma parte não planejada da produção.

3.2.6. Refortificação

A “refortificação” é um processo que ocorre na medida em que o avanço da produção ou desenvolvimento da mina subterrânea tem de ser interrompido ou adiado para que um setor já trabalhado seja reavaliado quanto às suas condições de estabilidade.

Em casos de eminente desprendimento de rochas soltas ou camadas de concreto, o setor em questão deve receber nova fortificação seja com nova aplicação de suportes contínuos ou revestimentos ou com tratamento do maciço.

Era um procedimento bastante comum na mina Papomono e realizado segundo dois métodos:

1. Refortificação com nova aplicação de concreto projetado;
2. Refortificação com nova aplicação de tela metálica;

Por se tratar de uma operação relativamente mais fácil, rápida e segura, a reaplicação de concreto projetado era, entre os dois, o método mais comum de refortificação e era realizado sempre que se notava em um setor, constante desprendimento de fragmentos de rocha soltos e de camadas de concreto que não aderiram corretamente a parede da escavação.

Para o procedimento de aplicação de uma nova tela metálica era necessário recortar as pontas soltas da tela antiga e desgastada a fim de se permitir uma maior aderência da nova. A união das telas era realizada por meio de conformação manual da tela nova (utilizando cunhas ou pedaços de madeira) e amarra com o auxílio de arame.

Em geral, era uma operação perigosa porque era realizada em galerias instáveis da mina em que a qualidade geotécnica do maciço era muito ruim. Sendo assim, a taxa de retrabalho na mina era muito grande. Antes da aplicação da tela preparava-se bem a área, certificando-se de que não havia riscos de desprendimentos de fragmentos do teto e periferias da galeria.

3.3. Relação das Minas Subterrâneas Analisadas no Brasil conforme Método de Lavra, Minério de Interesse e Qualidade Geotécnica do Maciço

1. CONFORME MINÉRIO DE INTERESSE:

Foi selecionada a mineração de cobre Caraíba na Bahia.

2. CONFORME MÉTODO DE LAVRA:

Depois de extensa revisão bibliográfica não foi identificado nenhum exemplar no Brasil que utilizasse o método de lavra *Front Caving*, variação do *Sublevel Caving* e método extrativo utilizado na Minera Tres Valles SPA.

Sendo assim, considerou-se para suprir esta comparação, a seleção da mina Caraíba que, em um determinado momento da operação, como citado por Germani (2002) em situações específicas, possui registros da utilização do método *Sublevel Caving*.

3. CONFORME QUALIDADE GEOTÉCNICA DO MACIÇO:

Foram selecionadas as minas subterrâneas Cuiabá e Vazante, de ouro e zinco respectivamente.

A definição levou em consideração além das condições geológicas e geotécnicas do ambiente, a quantidade de dissertações, estudos e fontes públicas de consulta com informações acerca dos suportes utilizados em cada uma das escavações.

A seleção da mina Cuiabá se justifica ainda por apresentar outras características importantes e significativas a nível de comparação com a mina PPMN Além de possuir frentes e galerias de qualidade geotécnica similar, é uma importante mina de ouro, que é a substância mineral mais explotada nas minas subterrâneas ativas do país.

A tabela 1 faz um comparativo resumido dos mecanismos de estabilização utilizados nas minas subterrâneas selecionadas. O detalhamento é realizado no decorrer do trabalho.

Tabela 1 - Comparativo dos mecanismos de suporte empregados nas minas selecionadas para este estudo.

INFORMAÇÕES GERAIS				
MINA	PAPOMONO	CUIABÁ	CARAÍBA	VAZANTE
EMPRESA	MINERA TRES VALLES	ANGLOGOLD ASHANTI	MINERAÇÃO CARAÍBA	NEXA RESOURCES
LOCALIZAÇÃO	SALAMANCA - CHILE	SABARÁ, MG	JAGUARARI, BA	VAZANTE, MG
PRODUTO	COBRE	OURO	COBRE	ZINCO
MÉTODOS DE LAVRA	FRONT CAVING	CORTE E ENCHIMENTO	SUBLEVEL STOPING	VERTICAL RETREAT MINING
		SUBLEVEL STOPING	VERTICAL RETREAT MINING	SUBLEVEL OPEN STOPE
FORTIFICAÇÃO				
ROCK FILL		X	X	X
HIDRAULIC FILL		X		
PASTE FILL			X	
CABLE BOLT		X	X	X
TIRANTES	X	X	X	X
TELAS	X	X	X	X
ENFILAGEM				X
SHOTCRETE (1º CAMADA)	X	X	X	X
SHOTCRETE (2º CAMADA)	X		X	
CAMBOTAS	X	X		X

4. METODOLOGIA

A sequência metodológica para elaboração do presente trabalho foi:

I. Revisão Bibliográfica dos seguintes itens:

a. Classificação geomecânica dos maciços rochosos e definição de descontinuidades;

b. Descrição dos mecanismos de suporte de escavações subterrâneas.

II. Relação das minas subterrâneas a serem analisadas no Brasil conforme o porte, método de lavra e minério de interesse.

III. Análise dos projetos de sustentação dessas minas subterrâneas no Brasil;

IV. Avaliação comparativa dos resultados obtidos e propostas de soluções de estabilização.

5. RESULTADOS E DISCUSSÕES

5.1. Minera Tres Valles

A Minera Tres Valles é uma empresa mineradora de cobre localizada na IV Região do Chile – Coquimbo e se encontra na Pré Cordilheira dos Andes a cerca de 10km em linha reta da comunidade de Salamanca.

O corpo de minério de Papomono é composto pelas minas Cumbres, Papomono (subterrâneo) e Norte e está localizado nos vales de Cárcamo e Chalinga. No último vale mencionado, a mina a céu aberto de Don Gabriel também é encontrada.

Existem em Papomono mineralizações de óxidos de cobre em fraturas do tipo ventiforme e do tipo manto com dimensões reduzidas de 1 a 10 metros e máximas de 40 metros de longitude. Os minerais de cobre dominantes no depósito são em ordem decrescente: calcosita (80%), bornita (10%) e calcopirita (10%). Quando estes estão afetados pela ação de agentes oxidantes se convertem em minerais de óxido de cobre. A origem da mineralização é hidrotermal.

O projeto Tres Valles se encontra no domínio estrutural regional da falha de Manquehua (NS – N30W / 60ºE a 80ºE) e a nível local a estrutura mais importante é a falha Papomono (N40ºW a N50ºW / 75ºW a 85ºW). Os principais sistemas de descontinuidades menores são paralelos ou subparalelos às falhas maiores.

De acordo com análises realizadas a respeito de estudos hidrogeológicos, pode-se assumir que o maciço rochoso da área do projeto se encontra em condição seca.

O projeto de mineração inclui a extração de minerais das minas de Papomono (subterrânea), Cumbre e Don Gabriel, além da compra de minério de terceiros (principalmente da área), para processar um total de 5.400 toneladas/dia por Britagem, Lixiviação em Pilha Estática (LX), Extração por Solventes (SX) e Eletro-Obtenção (EW) para a produção de cobre fino na forma de cátodos.

Para dimensionar o corpo mineralizado profundo da mina de Papomono, uma galeria de prospecção de 1.140 metros de comprimento foi construída no setor de Manquehua, desenvolvido por meio do trabalho em ambas as direções, isto é, de norte a sul e sul a norte.

Para a explotação dos recursos minerais da mina Papomono, utilizou-se o método de lavra subterrânea híbrido denominado *Post Pillar Cut and Fill* (Câmaras e Pilares com Enchimento) que se adequou à distribuição da mineralização do jazimento e suas condições geoténicas.

Os pilares tinham dimensões de 7,0 x 7,0 metros de seção horizontal, rampas e realces de seção 7,0 x 5,0 metros e acessos aos níveis de exploração com inclinação variáveis entre +/-

15%. Dada a disposição inclinada dos corpos mineralizados, o desenvolvimento vertical dos realces não superou os 50 metros.

Em função da necessidade de intensa fortificação com este método de lavra, foram conduzidos, novos estudos de modo a avaliar economicamente a viabilidade de aplicação de novos modelos. O método requeria custos extremamente elevados que superaram em média mais do dobro do estimado originalmente pela engenharia do projeto.

A situação mudou com a entrada na operação do grupo chileno Vechiola que decidiu por interromper a operação das minas já que não estava operando em ritmo pleno e as projeções econômicas não eram boas. A decisão foi encarada como acertada uma vez que o preço do cobre começou a cair bastante. O processo continuou fundamentalmente com a operação de beneficiamento nas pilhas de lixiviação e compra de minerais de terceiros.

A pedido da empresa, foram conduzidos em 2016 pela empresa de geotecnia INGEROC (Ingeniería de Rocas Ltda.) estudos dos métodos factíveis de serem aplicados na mina subterrânea. Após diversas análises conduzidas, recomendou-se uma variante do Block Caving, que por características geométricas da mineração denominou-se Block Caving Inclinado.

Para a seleção de um método de explotação subterrânea, deve-se levar em consideração diferentes aspectos como econômicos, características do depósito, características ambientais e de segurança.

Os corpos mineralizados explorados em subsolo na Projeto Tres Valles são em grande maioria de geometria variada e cercados em geral por rochas de baixa qualidade que fazem necessárias a aplicação de distintos métodos de lavra a fim de garantir a máxima recuperação mesmo com baixas condições de estabilidade.

Estudos conduzidos posteriormente consideraram fundamentalmente as condições geométricas e geológicas do corpo mineralizado, além de características de resistência das rochas encaixantes e indicaram que o melhor método a se considerar seria uma variável do método Sub Level Caving, o Front Caving.

Para a explotação da mina Don Gabriel, o método convencional a céu aberto é usado com operações de perfuração e detonação. A área é desenvolvida pela explotação de uma série de bancos de 10 metros de altura operacional.

Figura 8 - Localização das Principais Instalações da Minera Tres Valles.

O principal ativo da MTV é o complexo de mineração Tres Valles, localizado na província de Choapa, Chile, que inclui operações de processamento totalmente integradas e duas minas ativas. O material mineralizado é extraído da mina a céu aberto de Don Gabriel ("Don Gabriel") e da mina subterrânea de Papomono ("Papomono"), ambas localizadas a aproximadamente 10 quilômetros ao norte da cidade de Salamanca, Chile.

A reserva mineral da Tres Valles é composta de óxidos e sulfetos de cobre. Os óxidos se caracterizam por apresentar coloração esverdeada e são extraídos para posterior lixiviação e eletro obtenção dos cátodos de cobre.

O material britado é levado para o pátio e disposto em pilhas onde se acrescenta ácido sulfúrico, elemento responsável por lixiviar toda a pilha, recolhendo o cobre. A reação do ácido com a umidade produz uma coloração branca na superfície da pilha.

Depois pelo processo de eletro obtenção é obtido o produto final, os cátodos com 99,99% de cobre.

O plano de produção mensal da mina subterrânea Papomono é de 15 mil toneladas. Para tal é necessária uma produção diária de 500 toneladas.

O plano de produção diário geralmente é atingido com a detonação de duas frentes mineralizadas, ou seja, uma por turno, de mineral de alto teor. Esse minério é então blendado com minério de baixo teor para que se atinja a tonelagem e o teor requeridos.

Algumas operações de avanço de frentes de escavação da mina subterrânea são atrasadas por falta um planejamento estratégico mais consistente. Muitas operações sofrem por falta de investimento, o que implica, por exemplo, em falta de condicionamento suficiente (ventilação e cabeamento elétrico) e falta de equipamentos e operadores.

5.1.2. Método de Lavra (*Front Caving*)

O método de lavra subterrânea que atualmente se aplica na mina Papomono é uma variação do método conhecido como *Sublevel Caving*. Classifica-se como um *Sublevel Caving* de apenas um nível cuja diferença com o método geral é que serve para lavrar corpos muito pequenos cuja altura não é maior do que 15 metros.

O método se baseia nas mesmas características do *Sublevel Caving* tradicional e se aplica se em jazimentos de rochas de qualidade geomecânica de regular a baixa e que tem uma alta probabilidade de desabamento de teto.

Na mina subterrânea PPMN o método de *Front Caving* se desenvolve com uma ou mais galerias de produção paralelas e separadas geralmente por 8 a 9 metros na horizontal. A lavra está desenhada segundo uma configuração geométrica simétrica cuja extensão depende da forma do corpo mineralizado.

As galerias de produção correspondentes a um mesmo nível se conectam em um dos extremos uma galeria transversal que serve para construir uma vala que permite a geração de uma cara libre ao início da produção da galeria.

A operação consiste basicamente na perfuração de furos radiais desde a base da extração até o teto chegando até o limite do minério de 15 metros de perfuração máxima. A posterior extração do minério é feita por meio de carregadeiras rebaixadas tipo LHD.

À medida que se extrai o mineral, o estéril adjacente se desprende em forma progressiva preenchendo o espaço criado.

Ao produzir a extração das frentes das galerias de produção ocorre nestas o escorregamento do mineral e do material fragmentado segundo o fluxo de materiais grossos.

A extração do mineral na frente de produção continua até que a quantidade de estéril seja tal que o teor extraído já não seja mais viavelmente econômico. Neste momento deve-se preparar a detonação e desmonte da corrida seguinte contínua onde irá repetir-se o processo.

Para a mina Papomono existe um perfil geotécnico que foi determinado e obtido pela empresa após diversos estudos geológicos. Na figura 9, é possível observar a disposição dos extratos além da distribuição espacial de cada unidade geotécnica.

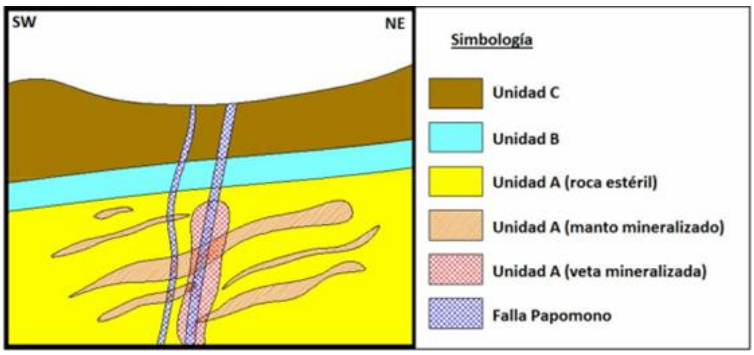


Figura 9 - Perfil do modelo geotécnico proposto MTV (INGEROC, 2016).

A tabela 2 resume os resultados das caracterizações geotécnicas realizadas para análise de viabilidade dos métodos de lavra realizada pela Ingeroc.

Tabela 2 - Qualidade geotécnicas de modelo proposto MTV (INGEROC, 2016).

UNIDADE GEOTÉCNICA	GSI	RMR_B	RMR_L	Q'	Q (SRF=5)	FAIXA DE RESISTÊNCIA
UNIDADE C	46	51	37	2,28	0,46	R4
UNIDADE B	47	52	38	2,45	0,49	R4
UNIDADE A (Rocha Estéril)	43	48	35	1,61	0,32	R4
UNIDADE A (Mineralização Mantiforme)	44	49	36	1,74	0,35	R3
UNIDADE A (Mineralização Ventiforme)	39	44	33	1	0,2	R3
UNIDADE A (Mineralização próxima à Falha Papomono)	35	40	31	0,64	0,13	R2
FALHA PAPOMONO	30	35	28	0,37	0,07	R1

As rochas se encontram fraturadas ou muito fraturadas com uma condição estrutural de regular a baixa, como mostram os valores dos índices Q e RMR.

5.1.3. Fortificação

Na mina subterrânea Papomono diversos métodos e sistemas de suporte são utilizados, sendo os mais comuns o revestimento com telas de aço, ancoragem com parafusos e concreto projetado.

O túnel principal e as galerias de acesso da mina têm dimensões de 4,0 m x 4,0 m e o modo de fortificação adotado para o maciço rochoso variam de acordo com a qualidade da rocha no setor, profundidade, presença de água e descontinuidades.

São utilizados diferentes sistemas de estabilizações que podem inclusive combinar mais de um mecanismo de suporte. Por exemplo, para setores onde a rocha é considerada de baixa qualidade, é comum que se empregue o esquema de fortificação com aplicação inicial de concreto projetado, telas, tirantes e por fim concreto projetado novamente (“sanduíche”, conforme Vilas Boas, 2018).

A figura 10 detalha a aplicação de ancoragem com parafuso helicoidal associado à argamassa, suporte de superfície tela e concreto projetado.

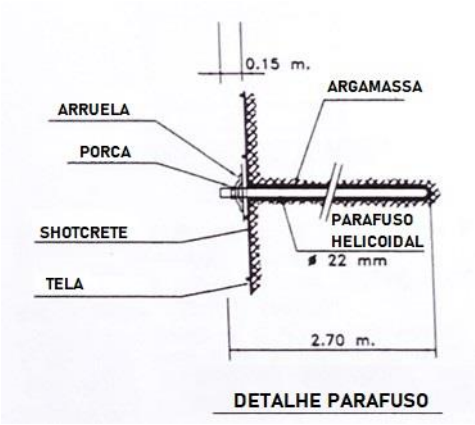


Figura 10 - Ancoragem com parafusos detalhada (adaptado de MTV, 2018).

Geralmente alguns elementos como fibras plásticas são adicionados à mistura do concreto para conferir maior estabilidade, resistência e aderência a superfície. Há ainda, diferentes tipos de tirantes que possuem especificações especiais sendo indicados para diferentes condições de trabalho.

A ancoragem nas operações da empresa utilizava os parafusos dos seguintes tipos, ilustrados na figura 11:

1. Hidráulico (*Hydrabolt*);
2. Helicoidal;
3. *Split Set*.

Figura 11 - Tipos de hastes (parafusos) utilizadas na operação da mina Papomono.

Os parafusos hidráulicos (hydrabolt), na parte esquerda superior da figura 11, utilizados na mina Papomono são fabricados em tubos de aproximadamente 41 mm de diâmetro exterior e aplanados ao longo de toda a sua extensão longitudinal. A sua aplicação ocorre com a finalidade de que depois de introduzidos nos furos, seja possível inflá-los com água à alta

pressão para que o elemento consiga recuperar o seu diâmetro original e se fixar nas paredes da escavação. O seu uso na operação é moderado.

Já os parafusos helicoidais, na parte direita superior da Figura 11, que são os de uso mais comum na operação são utilizados como suporte permanente. Seu desenho é elaborado para que ele seja utilizado em maciços rochosos de baixa competência como é o caso da mina Papomono. Em geral, é um sistema muito resistente.

Conforme mostrado na tabela 3, os parafusos helicoidais custavam para a operação um valor unitário de $5.240 pesos chilenos, equivalente a aproximadamente R$38,00.

A sua aplicação necessita da preparação inicial de uma mistura de argamassa que auxilia na fixação na parede da escavação a qual se deseja fortificar. Essa mistura consiste de cimento, água e um aditivo (Sika) que é um acelerante adicionado para agilizar o endurecimento da mistura e consequentemente a fixação do parafuso

Tabela 3 - Custo unitário do parafuso helicoidal em Papomono.

COMPONENTES (PARAFUSO HELICOIDAL)				
MATERIAL	UNIDADE	QTD.	CUSTO ($)	TOTAL ($)
PARAFUSO	UN.	1	$3.550,00	$3.550,00
ARRUELA 20x20x5	UN.	1	$990,00	$990,00
PORCA	UN.	1	$700,00	$700,00
TOTAL ($)			UN.	$5.240,00

A tabela 4 elaborada em 2018 mostra as proporções e quantidades totais necessárias para a preparação de argamassa suficiente para fixação de até aproximadamente 50 parafusos. Em geral, estes acessórios de fixação mesmo que de diferentes especificações, são dimensionados aproximadamente com 2,7 metros de profundidade.

Tabela 4 - Quantidades utilizadas para fabricação de mistura de argamassa para fixação dos parafusos helicoidais em Papomono.

ARGAMASSA				
Material	Unidade	Quantidade	Preço	Total
Cimento	Kg	100	$79,00	$7.900,00
Aditivo Sika	Kg	1	$1.160,00	$1.160,00
Água	Lts	30	$0,00	$0,00
Total($)				$9.060,00

O valor total de $9.060,00 pesos chilenos equivale a uma quantia de aproximadamente R$68,00. A atividade de preparação da argamassa dura cerca de 10 minutos e cada parafuso tem um tempo médio de colocação de 3 minutos.

Os parafusos são posicionados seguindo uma distância padrão de 1 m de distância entre eles, podendo em alguns casos em que o setor possui uma rocha de qualidade geotécnica melhor, respeitar uma distância máxima de 1,2m.

Para melhor fixação, é necessário que antes da introdução dos parafusos, seja realizada uma limpeza nos furos. A limpeza era realizada de forma manual ou com um arame metálico com a ponta dobrada ou com a injeção de ar comprimido. Quando na injeção de ar comprimido é importante que o operador posicione a mangueira de maneira a expulsar os fragmentos de rocha do furo evitando assim o risco de entupi-los.

Na introdução do parafuso na perfuração é ainda recomendável que durante a aplicação seja aplicada uma força vertical de modo a garantir uma maior aderência à mistura de argamassa.

A operação é em geral realizada por uma equipe de quatro pessoas sendo três delas operadores e a outra o motorista da Grua Levante – Manitou MT-101. Um operador é o responsável pela injeção da mistura na mangueira, outro pela introdução da mangueira no furo e o outro pela introdução do parafuso. A figura 12 ilustra essa operação.

Figura 12 - Aplicação de Parafusos helicoidais com auxílio de grua – MTV

Já o parafuso Split Set, ilustrado na parte inferior da figura 11, era utilizado apenas em situações especiais e isoladas. Trata-se de um suporte provisório (temporal), relativamente barato, seguro, de fácil instalação e recomendado para uso em maciços mais competentes.

Consiste de uma haste cônica ranhurada ao longo de todo o seu comprimento, com uma placa soldada em uma das suas extremidades, e é aplicado para oferecer resistência ao deslizamento do maciço.

Não se utilizam cabos de aços como forma de fortificação na mina Papomono.

5.1.3.1. Concreto Projetado - Shotcrete

Na mina subterrânea Papomono, a aplicação de concreto projetado realiza-se com uma equipe de quatro pessoas sendo dois operadores e dois condutores. Para tal operação utilizam-se os equipamentos: *Mixer* Tornado e *Roboshot* Alpha 20.

A mistura do concreto projetado é feita em uma área destinada somente para essa atividade (*Area Preparación Hormigón*), como mostrado na figura 13, onde estão armazenados os materiais necessários para a preparação da mistura, que são:

1. Cimento;
2. Areia;
3. Fibra plástica (aditivos);
4. Água.

Figura 13 - Área de preparação da mistura para concreto projetado – MTV.

Os componentes (areia, cimento, água, materiais finos complementares, aditivos químicos e fibras) formam um sistema que determina a qualidade da mistura.

A dosificação das fibras é definida previamente pela equipe responsável, a depender da necessidade e características desejadas e se realiza durante a mistura da argamassa, preferencialmente no final. A mistura era feita de maneira gradual de modo a evitar a formação de aglomerações resultantes.

A tabela 5 mostra as proporções e quantidades totais necessárias para a preparação de 1 metro cúbico da mistura. O valor total de 51.416,25 pesos chilenos equivale a R$386,73. Como são sempre preparados quatro metros cúbicos por vez, o valor total referente aproximado é de R$1546,92. A atividade tinha duração média de 30 minutos e era realizada por duas pessoas.

Tabela 5 - Custo de preparação de 4m³ de shotcrete em PPMN, 2018.

SHOTCRETE (1m³)				
MATERIAL	UNIDADE	QTD.	CUSTO ($)	TOTAL ($)
CIMENTO	Kg	375	$79,00	$29.625,00
AREIA	M³	0,75	$15.500,00	$11.625,00
FIBRA PLÁSTICA	Cx	0,75	$3.600,00	$2.700,00
PLASTIFICANTE	L	2,4	$1.350,00	$3.240,00
ACELERANTE	L	17,25	$245,00	$4.226,25
ÁGUA	L	52,5	$0,00	$0,00
TOTAL $				$51.416,25

O ideal definido pela operação era de que se preparasse pelo menos 16m³ de mistura de concreto por dia, porém devido às manutenções preventivas e corretivas dos equipamentos, isso nem sempre era possível.

5.1.3.2. Telas Metálicas

No projeto Tres Valles havia duas variações de telas metálicas que eram empregadas no suporte de superfície da escavação. Eram elas, a tela metálica trançada e a tela metálica quadrada.

Na mina Papomono, a colocação da tela metálica era feita de maneira manual em que se considerava um tempo de espera de aproximadamente duas horas para que fosse completada a etapa de colocação de parafusos para ancoragem e fixação da tela.

O procedimento para colocação de tela em PPMN era muito simples e se iniciava com o posicionamento do elemento nos parafusos centrais da frente de trabalho. A operação considerava sempre a instalação partindo do centro até as periferias da escavação.

Para parafusos de rosca (helicoidais), inicialmente fazia-se necessário a remoção da porca e da arruela, para a posterior colocação com a tela já posicionada. Desta forma, a tela ficava fixada aos parafusos do teto e da lateral do maciço rochoso, garantindo sustentação ao perímetro fortificado da obra.

As telas metálicas utilizadas no projeto eram dos seguintes tipos, mostrados na figura 14:

A. Tela Trançada (Bizcocho)

B. Tela Quadrada (ACMA)

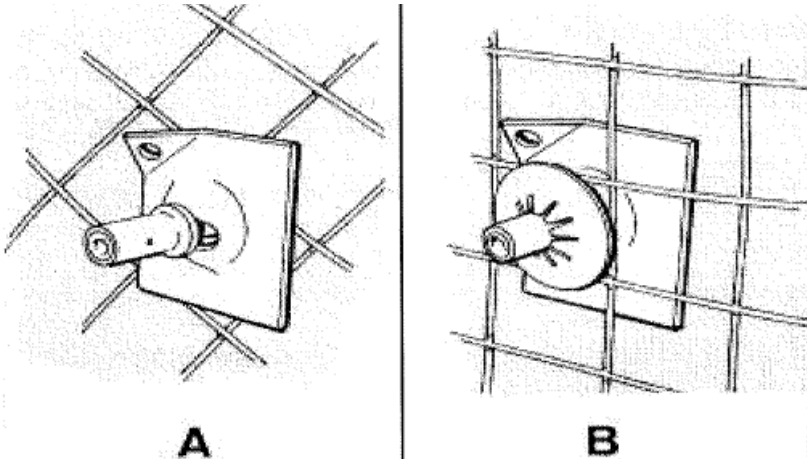


Figura 14 - Tipos de tela utilizados em Papomono.

A tela trançada Bizcocho tinha a aplicação mais difundida enquanto a tela quadrada ACMA (figura 15) era escolhida quando se pretendia fazer a fortificação de uma seção cujo maciço rochoso era mais inconsolidado. Geralmente as telas apresentavam dimensões de 5,0 x 2,5 metros.

Figura 15 - Tela ACMA no depósito da Minera Tres Valles.

A operação era realizada com uma equipe de quatro pessoas. Contando as etapas de preparação, corte, posicionamento e colocação a operação levava aproximadamente 45 minutos.

De acordo com a classificação geotécnica as seções da mina subterrânea Papomono eram divididas em cinco classificações em ordem decrescente de qualidade geotécnica. Segue na figura 16, o diagrama de fortificação para os túneis de seção 4,0 x 4,0 metros das rochas do tipo 2 e 3 em que são empregados:

I. Sete Parafusos Hydrabolt de diâmetro 29 mm com arruela 200x200x8 mm com comprimento total de 2,4 metros e separação de 1,1 metro em cada parafuso.
II. Concreto Projetado R-28 (300 kg/cm) com fibra plástica em dosagem de 3 kg/m³ e espessura final de 5 centímetros.
III. Tela Trançada Bizcocho MFI 3500 cobrindo toda a área.

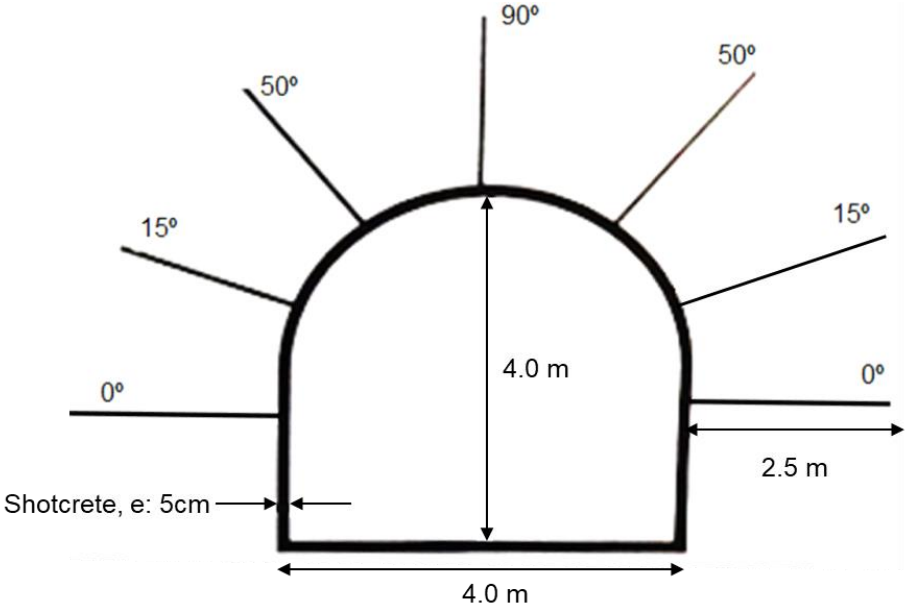


Figura 16 - Diagrama de Fortificação Papomono para seções de rochas do tipo II e III (Minera Tres Valles, 2018).

5.1.4. Programa de Prevenção de Riscos

A Minera Tres Valles conta com um departamento de Prevenção de Riscos Profissionais nos termos estabelecidos pela Lei (16.744, artigo 66) Sobre Acidentes de Trabalho e Enfermidades Profissionais.

Além disso a empresa conta com um Regulamento Interno de Ordem, Higiene e Segurança cujo conteúdo são as disposições relativas as obrigações e proibições que afetam os trabalhadores durante a sua rotina laboral. Existe ainda um Regulamento para Empresas Terceirizadas e Prestadoras de Serviços.

5.1.5. Análise de Tempo de Aplicação de Elementos de Suporte em PPMN.

Durante o mês de setembro de 2018 foi registrado na mina subterrânea Papomono a utilização dos elementos de suporte na fortificação de quatro setores, sendo eles:

1. Rampa de acesso superior 1425;
2. Unidade 14;
3. Rampa 7;
4. Rampa 1 Norte.

Na tabela 6 são mostradas as médias diárias aproximadas dos elementos de fortificação utilizados. Seguindo a tendência esperada, não foi registrado a utilização de concreto projetado sem fibras, de tela ACMA, e de parafusos split set. Os parafusos hidráulicos, por sua vez, tiveram utilização apenas em situações pontuais.

Tabela 6 - Média diária de fortificação em PPMN, 09/2018.

FORTIFICAÇÃO SETEMBRO 2018 - PAPOMONO (MÉDIA/DIA)						
SETOR	TELA BISCOCHO	TELA ACMA	SHOTCRETE SEM FIBRA	SCHOTCRETE COM FIBRA	PARAFUSO HYDRABOLT	PARAFUSO HELICOIDAL
	M^2	M^2	M^3	M^3	C/U	C/U
MASIVO SUPERIOR ACCESO 1425	22,5	0	0	8	2,4	16
UNIDAD 14	0	0	0	0	0	0
RAMPA 7	0	0	0	0	0	0
RAMPA 1 NORTE	0	0	0	4	0	0
TOTAL	**22,5**	**0**	**0**	**12**	**2,4**	**16**

Ainda em setembro de 2018 foi iniciado em Papomono um projeto para o cálculo dos ciclos na construção de túneis e desenvolvimento de galerias com a estimação de tempo necessário para completar as atividades referentes a avanço e fortificação em maciços rochosos do tipo III, tipo IV e tipo V, sendo as últimas, as com menores qualidades geotécnicas medidas. O resultado é mostrado na tabela 7.

Tabela 7 - Características gerais das galerias de de operação em PPMN.

CÁLCULO DE CICLOS

CONSTRUÇÃO DE TÚNEL - MINA PAPAMONO

ITEM	Rocha Tipo III	Rocha Tipo IV	Rocha Tipo V
DESCRIÇÃO	Seção 4,2 X 4,1	Seção 4,2 X 4,1	Seção 4,2 X 4,1
SEÇÃO ESCAVADA	4,0 x 4.0m	4,0 x 4.0m	4,0 x 4.0m
DIÂMETRO	4,2	4,2	4,2
ALTURA	4,1	4,1	4,1
ÁREA	15,42	15,42	15,42
PERÍMETRO	10,74	10,74	10,74
TIPO	Galeria	Galeria	Galería
N° PARAFUSOS HELICOIDAIS/Un.			
C = 2,7m e D = 22mm	10	5	5
TELA			
M² TELA ACMA C -188 /un		11,81	
M² TELA ACMA C - 443 /un			13,96
M³ SHOTCRETE TOTAL			
Shotcrete 5 cm/un c/fibra/un	0,80		
Shotcrete 7.5 cm/un c/fibra/un			
Shotcrete 12 cm c/fibra/un		1,68	
Shotcrete 15 cm c/fibra/un			3,49
M³ SHOTCRETE/Un.	0,80	1,68	3,49
MARCOS			
UNIDAD DE MARCOS RETICULADOS/ un (Tipo GI-140)			1
HORAS TURNO	12	12	12
HRS EFETIVAS POR TURNO	10	10,5	10,5
TURNOS/DIA	2	2	2
DIAS TRABALHADOS/MES	30	30	30
N° FUROS FRENTE	48	43	40
N° FUROS PARA CARA LIVRE	2	3	3
COMPRIMENTO DE PERFURAÇÃO A DETONAR	3,20	2,60	1,50
DIÂMETRO DOS FUROS (mm)	45	45	45
MTS PERFURADOS POR DISPARO/UN	160	119,6	64,5
VELOCIDADE DE PERFURAÇÃO (m/min)	2,00	2,00	2,00
AVANÇO REAL POR DISPARO (m)	3,04	2,47	1,43
SEÇÃO DA ÁREA DE TRABALHO (m²)	15,42	15,42	15,42
FATOR DE SOBREESCAVAÇÃO	1,15	1,15	1,15

A tabela 8 por sua vez, mostra os resultados obtidos para os tempos médios medidos dos ciclos das atividades de desenvolvimento e fortificação realizadas em Papomono.

Tabela 8 - Tempos de ciclo nas atividades de desenvolvimento e fortificação em PPMN.

CICLO DE MINERAÇÃO			
Atividade	**Rocha Tipo III**	**Rocha Tipo IV**	**Rocha Tipo V**
Mapeamento Geológico (min)	30	30	30
Marcar frente (min)	30	20	20
Instalar equipamento de perfuração (min)	20	15	15
N° Braços	1	1	1
Perfuração de Tiros Frente (min)	76,80	55,90	30,00
Perfuração de Tiros Para Cara Livre (min)	6,40	7,80	4,50
Retirada de Equipamento de Perfuração (min)	15	15	15
Instalação de Equip. para Carregar Frente com explosivos (min)	15	15	15
Limpeza da base da frente (min)	15	15	15
Carregamento com explosivos frente (min)	77,28	62,40	44,09
Retirada de equipamento de carregamento de explosivos (min)	15	15	15
Detonação (Coordenação e isolamento do setor) (min)	15	15	15
Tempo de ventilação (min)	30	30	30
Verificação dos Gases (min)	20	30	30
Retirada de material (min)	10	10	10
Tempo de Drenagem (min)	10	20	20
Saneamento (min)	30	30	30
Fortificação	**Rocha Tipo III**	**Rocha Tipo IV**	**Rocha Tipo V**
Saneamento e Marcação para Ancoragem com Parafusos (min)	20	20	20
Parafusos Helicoidais com argamassada (Un)	30	12	7
Longitude da Perfuração para Ancoragem (m)	2,70	2,30	2,30
Tempo de Perfuração para Ancoragens (min)	40,50	13,80	8,05
Colocação dos parafusos (min)	90,00	36,00	21,00
Tempo de Cura dos Parafusos (min)	45,00	45,00	45,00
Tempo para colocação de Tela (min)	55,85	87,54	59,69
Tempo de aplicação de Concreto Projetado (Shotcrete) (min)	48,36	49,66	59,69
Colocação de Marcos (min)			240,00
Tempos perdidos ou de espera estimados (3%)	20,56	18,24	22,86

Nota-se a necessidade de colocação de marcos reticulados (cambotas), separadas por 1 metro, somente para rochas mais inconsolidadas do tipo V.

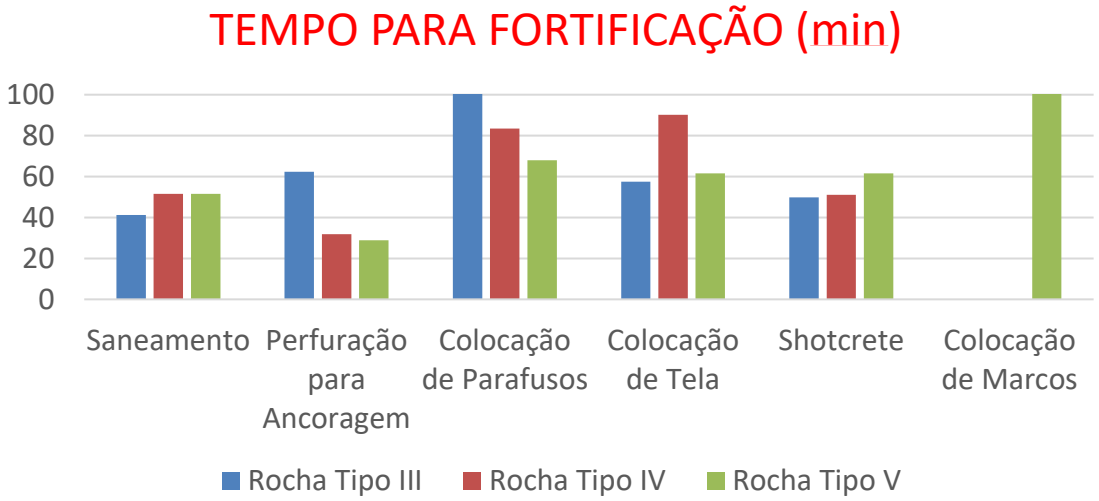
A tabela 9 mostra o tempo total de ciclo das atividades de saneamento, ancoragem com parafusos, telas, marcos e aplicação de concreto projetado.

Tabela 9 - Tempo total de ciclo nas atividades de fortificação para rochas do tipo III, IV e V em PPMN.

TEMPO TOTAL (min)			
Atividade	**Rocha Tipo III**	**Rocha Tipo IV**	**Rocha Tipo V**
Saneamento	41,20	51,50	51,50
Perfuração para Ancoragem	62,32	34,81	28,89
Colocação de Parafusos	139,05	83,43	67,98
Colocação Tela	57,52	90,17	61,48
Colocação Marcos			247,20
Shotcrete	49,81	51,15	61,48

O gráfico da figura 17 apresenta em resumo o resultado das informações recolhidas das observações e estimações realizadas no tempo de aplicação dos mecanismos de suporte nos maciços rochosos de diferentes qualidades geotécnicas da mina Papomono.

Figura 17 - Tempo médio (min) para fortificações em rochas do tipo III, IV e V em PPMN.



Galindo (2019) faz uma análise de tempo em operações de sustentação antes e após a implementação de um gerenciamento integrado das principais informações das áreas de planejamento, manutenção e operação de uma mina subterrânea de grande porte do Norte de Minas Gerais que utiliza o método de lavra Sublevel Stoping.

A mina possui um sistema informatizado de despacho que possibilita o controle e o direcionamento dos equipamentos e da frente de serviço. As operações de lavra e de desenvolvimento contam com frotas próprias de caminhões para transporte, jumbos e simbas para perfuração, *boltecs* e *cabolts* para as operações de suporte, *scalers* para saneamento e LHDs para limpeza.

Segundo a autora, os dados levantados no estudo foram coletados nos quatro primeiros meses de 2019 e e foram executadas 100 replicações que possibilitaram a realização de um mapeamento de produtividade bem como o cálculo das taxas de utilização e a disponibilidade das principais frotas da mina.

O batimento de choco é realizado pelo *scaler* e tem duração média de 2,00 h com desvio padrão de 1,00 h. A sustentação das paredes e do teto da galeria é feito pelo *boltec*, que permanece em atividade por 2,00 h (desvio padrão de 1,74). (Galindo, 2019).

Os resultados apresentados pela autora apontaram para uma melhoria no índice de utilização dos equipamentos, com um ganho de 20% da frota de jumbos, 31,5% da frota de *boltecs*, 10% na utilização da frota de *scalers* e 9% da frota de LHDs. Os ganhos refletiram em uma maior quantidade de horas produtivas em um sistema controlado que permite uma tomada de decisões mais ágil durante a operação.

5.2. Minas Subterrâneas no Brasil

Por meio de consulta ao Relatório Anual de Lavra (RAL) de 2015, foram encontradas nas bases de dados, um total de 76 minas subterrâneas ativas no país. Os principais estados com minas subterrâneas são Minas Gerais com (28), Bahia com (9), Santa Catarina com (9) e Goiás com (4), com forte presença de minas de médio e grande porte.

O estado de Minas Gerais se destaca pelas minas de ouro e zinco (100% da produção de zinco), além de expressiva quantidade de pequenas minas de gemas, quartzo e feldspato. A substância mineral mais explorada nas minas subterrâneas é o ouro com 22 minas, seguida das gemas/quartzo com 21, predominante em minas de pequeno porte (MG, BA e RS). Depois, temos o carvão com 10 minas em Santa Catarina.

Historicamente, os custos associados a produção em minerações a céu aberto eram inferiores aos custos dos mesmos processos em minerações subterrâneas. Todavia, a crescente queda dos teores médios dos elementos de interesse em superfície tem contribuído para um considerável crescimento dos custos desta extração. Desta forma, projeta-se para os anos seguintes uma crescente adesão a projetos de mineração subterrânea.

Segundo (Heider, 2017) nos próximos anos teremos importantes projetos de mineração com lavra subterrânea entrando em operação no país, e apesar de envolver operações bem mais complexas em termos de hidrogeologia, geotécnica, ventilação, desmonte de rochas, mitigação de impactos ambientais, segurança do trabalho e acompanhamento nas frentes de lavra, é importante que sejam desenvolvidas no Brasil condições favoráveis que viabilizem tecnicamente a lavra subterrânea de pequeno a grande porte, apoiando o desenvolvimento local nas suas áreas de extração e viabilizando de forma sustentável, novos empreendimentos minerais.

A tabela 10 lista todas as 76 minas subterrâneas ativas no Brasil no ano de 2017, citando o titular, a empresa responsável, a localização (estado e município) e a substância principal lavrada.

Tabela 10 - Minas Subterrâneas Ativas no Brasil (Heider, 2017).

MINAS SUBTERRÂNEAS ATIVAS NO BRASIL

TITULAR	EMPRESA/MINA	UF	MUNICÍPIO	SUBSTÂNCIA PRINCIPAL
Braskem	Salgema	AL	Maceió	Salgema
Oro Amapá Mineração	Labourrie	AP	Calçoene	Ouro
Coop.Garimpeiros de Novo Horizonte	Coopeganh- Frente 1	BA	Novo Horizonte	Barita
Eros Resources (Mineração Caraíba)	Mina Caraíba	BA	Jaguarari	Cobre
Cia.de Ferro Ligas da Bahia	Grupo Min.da Min.Vale do Jacurici	BA	Andorinha	Cromo
Cooperativa Mineral da Bahia	Garimpos da Carnaíba de Baixo	BA	Pindobaçu	Gemas
Mineração D.Fernandes	Serra do Alto	BA	Licínio de Almeida	Gemas
Fazenda Brasileiro(Yamana-Briogold)	Mina Subterrânea - FBDM	BA	Barrocas	Ouro
Jacobina Mineração e Comércio	Basal	BA	Jacobina	Ouro
Antonio Celso Ribeiro Filho	Arraial Velho	BA	Novo Horizonte	Quartzo
Dow Brasil	Matarandiba	BA	Vera Cruz	Salgema
Mineração Serra Grande (AngloGold Ashanti)	Mina III (Corpo Ingá)	GO	Crixás	Ouro
Pilar de Goiás (Yamana/Briogold)	Caiamar	GO	Crixás	Ouro
	Maria Lazara	GO	Guarinos	Ouro
	Pilar	GO	Pilar de Goiás	Ouro
Lamil Lage Minérios	Mina Velha	MG	Pará de Minas	Agalmatolito
Magnesita Refratários	Mannesmann	MG	Belo Horizonte	Calcário
Acj Mineração Ltda	Mina da Palmeira	MG	Coronel Murta	Feldspato
Adeir Hipólito Maipira	Fazenda Felicidade II	MG	S.Geraldo do Baixio	Feldspato
Bart Gemas	Fazenda Poço Fundo	MG	Bela Vista de Minas	Feldspato
Mineração Brasil	Generosa	MG	Sabinópolis	Feldspato
Mineração Lavra do Sapo	Lavra do Sapo	MG	Conselheiro Pena	Feldspato
Belmont Mineração	Mina Esmeralda Oliveira Castro	MG	Itabira	Gemas
Coogemig	Zona Rural	MG	Nova Era	Gemas
Eco Mine Mineração	Mina da Aricanga	MG	São José da Safira	Gemas
Hf Adm. e Participações	Mina da Golconda	MG	Gov.Valadares	Gemas
Ind.Ext.Mineral Santa Rosa	Lavra Santa Rosa	MG	Malacacheta	Gemas
M D Godinho Mineração	Mina do Chia	MG	São José da Safira	Gemas
Mineração Canaã	Canaã	MG	Itabira	Gemas
Nevestones	Lavra do Cruzeiro	MG	São José da Safira	Gemas
Cia.Brasileira de Lítio	Mina da Cachoeira	MG	Araçuaí	Lítio
AngloGold Ashanti	Córrego do Sítio I	MG	Santa Bárbara	Ouro
	Córrego do Sítio II	MG	Santa Bárbara	Ouro
	Cuiabá	MG	Sabará	Ouro
	Lamego	MG	Sabará	Ouro
	Lamego (extensão)	MG	Sabará	Ouro
Mineração Serras do Oeste	Pilar	MG	Santa Bárbara	Ouro
	Roça Grande	MG	Caeté	Ouro
Mineração Turmalina	Turmalina	MG	Conceição do Pará	Ouro
Geometal	Lavra do Itatiaia	MG	Conselheiro Pena	Quartzo
Ubirajara Pereira	Lavra do Sossego	MG	Conselheiro Pena	Quartzo
Votorantim Metais Zinco	Morro Agudo	MG	Paracatu	Zinco
	Unidade de Vazante	MG	Vazante	Zinco
Min.Corumbaense Reunida	Morro do Urucum (Subsolo)	MS	Corumbá	Manganês
Nx Gold (antiga Caraíba)	Mina do Araés	MT	Nova Xavantina	Ouro
P.A.Gold Min.e Metalurgia	Filão Paraíba	MT	Peixoto de Azevedo	Ouro
Coop.Prod de Gemas do Sul do Pará	Alto Bonito	PA	Marabá	Gemas
Serabi Mineração	Mina do Palito	PA	Itaituba	Ouro
	Mina do São Chico	PA	Itaituba	Ouro
Carbonífera do Cambuí	Mina Amando Simões PI-08	PR	Figueira	Carvão Mineral
Mineração Tabiporã	Mina do Morro	PR	Campo Largo	Ouro
Emitang - Empresa de Min.Tanguá	Mina 2	RJ	Tanguá	Fluorita
Sebastião Campos de Melo	Porta D'Água	RN	Cerro Corá	Columbita
Mineração Vale Verde	Mina MVV	RN	Lajes	Gemas
Mineradora Nosso Senhor do Bonfim	Mina Bonfim I	RN	Lajes	Ouro
	Mina Bonfim II	RN	Lajes	Ouro
Bodó Mineração	Bodó	RN	Bodó	Tungstênio
Mina Boca de Laje	Mina Boca de Laje	RN	Currais Novos	Tungstênio
Mineração Barra Verde	Mineração Barra Verde	RN	Currais Novos	Tungstênio
Mineração Tomaz Salustino	Mina Brejuí	RN	Currais Novos	Tungstênio
Mineração Terra Branca	Mulungu	RN	Parelhas	Turmalina
Coop. Garimp do Médio Alto Uruguai	Cogamai 388	RS	Planalto	Ametisias
	Coogamai 568	RS	Ametista do Sul	Ametisias
Flávio Antonio Zanchettin	Pau Queimado	RS	Progresso	Ametisias
Leonei Odorizzi	Alto Constantino	RS	Progresso	Ágatas
Carbonífera Belluno	Mina Cantão Norte	SC	Treviso	Carvão Mineral
	Mina Lauro Müller	SC	Lauro Müller	Carvão Mineral
Carbonífera Catarinense	MINA 3G Plano II	SC	Lauro Müller	Carvão Mineral
	Mina Bonito I	SC	Lauro Müller	Carvão Mineral
Carbonífera Metropolitana	Fontanella	SC	Treviso	Carvão Mineral
Coop.Ext.de Carvão Criciúma	Mina 3 Acesso João Sônego	SC	Criciúma	Carvão Mineral
Ind.Carbonífera Rio Deserto	Mina 101 (Santa Cruz)	SC	Içara	Carvão Mineral
	Mina Cruz de Malta	SC	Treviso	Carvão Mineral
	Mina Novo Horizonte	SC	Criciúma	Carvão Mineral
Vale Fertilizantes	Taquari Vassouras	SE	Rosário do Catete	Potássio
Votorantim Cimentos	Baltar	SP	Votorantim	Calcário

5.2.1. Minas de Cobre no Brasil

As reservas de cobre no país são constituídas, em sua expressiva maioria, por minerais sulfetados, com ouro e prata associados. Quanto à metalogenia, assim como mostrado pela tabela 11, predominam os depósitos do tipo vulcanogênicos.

Tabela 11 - Classificação dos depósitos de cobre no Brasil (Rocio et al, 2012).

Classificação metalogenética dos depósitos de cobre no Brasil	
A) Vulcanogênicos	Salobo, Pojuca e Igarapé Bahia, na Província Mineral de Carajás, no Pará; Palmeirópolis, Bom Jardim e Chapada, em Goiás
B) Vulcanossedimentares	Sossego, Gameleira, Antas Sul/Rio Verde, Alvo 118, todos situados na Província Mineral de Carajás, no Pará
C) Segregação magmática	Distrito cuprífero-niquelífero de Americano do Brasil, em Goiás; distrito cuprífero do Vale do Curaçá (Caraíba e Baraúna, Surubim e Angico), na Bahia; Serrote da Laje, em Arapiraca, em Alagoas; Fortaleza de Minas, em Minas Gerais; Complexo de Canindé (Poço Redondo e Porto da Folha), em Sergipe
D) Sedimentares	Distrito cuprífero de Camaquã, em Camaquã, no Rio Grande do Sul

Ainda segundo o autor, o processamento do cobre ocorre basicamente em três fases:

1. Extração e concentração do minério;
2. Separação das principais impurezas por meio da pirometalurgia ou da hidrometalurgia.
3. Eletrodeposição, que conduz o metal aos teores de pureza adequados às indústrias que o utilizam como matéria-prima.

O primeiro processamento do material extraído pode ser feito por dois métodos: (i) lixiviação *in situ*; e (ii) britagem, moagem e concentração por flotação.

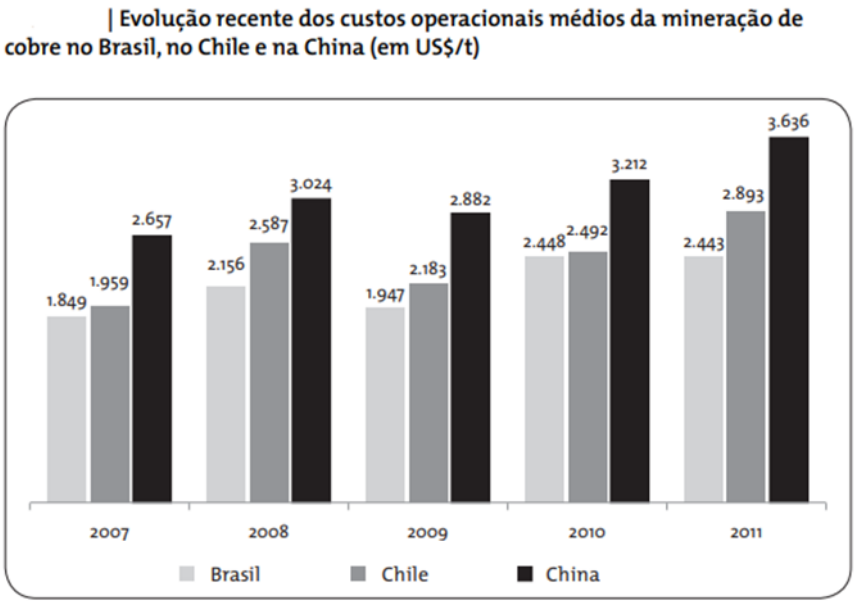
A mina Papomono utiliza o método de lixiviação *in situ*, que é mais utilizado para a extração de cobre de corpos de minério profundos e de baixos em que se faz passar uma solução fraca de ácido sulfúrico pelo corpo de minério para a dissolução e recuperação do cobre.

Em dados de 2012, as reservas mundiais de cobre eram de 687 milhões de toneladas, sendo um terço localizadas no Chile. A estimativa do DNPM de 2011 era de que o Brasil possuía cerca de 2% das reservas mundiais com 9,8 milhões de toneladas.

De acordo com Rocio, et al. (2012), a mineração brasileira de cobre é realizada predominantemente nos estados do Pará e Goiás, que juntos respondem por cerca de 85% da produção de concentrado de cobre do país. A Bahia, que já foi o maior estado produtor, responde atualmente por apenas cerca de 12%. No Brasil, a maior parte das unidades de produção faz concentrado de cobre. Apenas a Caraíba Metais opera na produção de catodo.

O gráfico da figura 18 mostra a evolução dos custos operacionais médios da mineração de cobre no Brasil, Chile e China dos anos de 2007 a 2011.

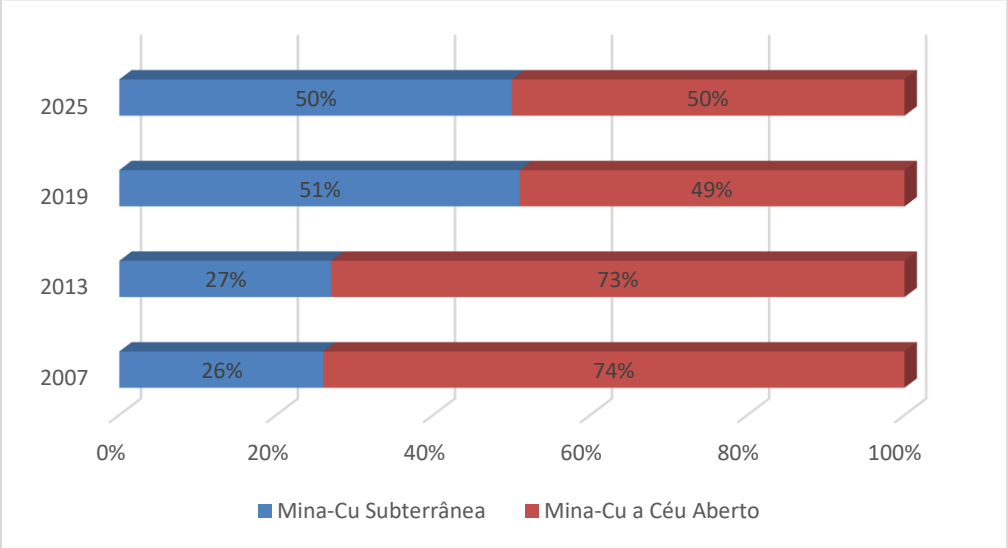
Figura 18 - Custo operacional da mineração de cobre no Brasil, 2007 a 2011 (Rocio et al, 2012).



O Brasil está em uma posição competitiva no mercado, uma vez que apresenta baixo custo relativo operacional, e isso pode refletir em novos projetos na sua exploração no Brasil, tornando viável a pesquisa de novos depósitos desse metal em nosso território.

Segundo publicação de (Rodrigues, Heider e Fonseca, 2009), analisando-se o a curva da oferta mundial de cobre, admite-se a progressiva escassez de jazidas de classe internacional aflorantes, incentivando o desenvolvimento de minas subterrâneas. O gráfico da figura 19 contém estimativas de 2008 da Rio Tinto que esperam que 50% da produção mundial de cobre em 2025 será via subterrânea.

Figura 19 - Tendência de oferta mundial de cobre (Rodrigues, Heider, Fonseca, 2009).



5.3. Mina Caraíba

A fim de traçar comparativos e de estabelecer paralelos entre os mecanismos de suporte empregados de acordo com o mineral de interesse extraído na mineração em subsolo, foi selecionada a Mina Caraíba de Cobre localizada no estado da Bahia.

A Mineração Caraíba S/A (MCSA) é uma mineradora situada no centro-norte do estado, no município de Jaguarari cuja distância da capital Salvador é de mais de 400 km.

Segundo Caraíba (2020), o depósito de minério de cobre foi descoberto em 1874 em meio ao sertão baiano e teve em 1944, o seu potencial produtivo identificado pelo Departamento Nacional de Produção Mineral (antigo DNPM, atual ANM). Vinte e cinco anos depois, tiveram início os estudos de viabilidade econômica e em 1974 o empreendimento passou a ser controlado pelo Banco Nacional de Desenvolvimento Econômico e Social (BNDES).

Em 2006, iniciaram-se as operações da planta de lixiviação que pretendia extrair o cobre a partir do minério oxidado, armazenado desde o início das operações. Já em 2017, a empresa iniciava o programa de implantação da mina de Vermelhos, no Vale do Curaça e em 2018, o projeto se desenvolveu tão rapidamente que em outubro do mesmo ano, a operação na mina de Vermelhos foi iniciada.

Atualmente o empreendimento opera duas minas de cobre na Bahia e projeta para este ano de 2020 produzir 43.000 toneladas de cobre concentrado.

Dados públicos afirmam que a mina subterrânea que está em operação há mais de 40 anos apresenta em dados aproximados mais de 1400 metros de profundidade, totalizando mais de 105 quilômetros de galerias com mais de 8,5 quilômetros de rampa.

Em estimativas de produção, a mina subterrânea produziu em 2017 mais de 804.462 mil toneladas de minério, representando 71% do total de minério beneficiado e em 2018, 1.256.367 toneladas de minério, representando 56% do total minério beneficiado. Para 2019 a expectativa de produção era de mais de 1,3 milhões de toneladas todavia não há dados públicos da empresa que atestam este número.

O minério extraído pela Mineração Caraíba é constituído basicamente de calcopirita e bornita, e é o segundo do país, nos níveis de concentração de cobre. O acesso à mina é feito por uma rampa principal com seção de 5,5 x 4,0 metros e 20% de inclinação, e por um poço vertical de 640 m de profundidade, por onde também escoa toda a produção mediante a utilização de dois skips com capacidade para 15 toneladas cada. (Filho, 2011).

Figura 20 - Entrada da Mina Subterrânea da MCSA (Site Caraíba, 2020).

Ao longo dos vários anos de sua história, a exemplo das outras minas aqui já citadas, a mina suterrânea Caraíba utilizou mais de um método de extração. Segundo Filho (2011) a lavra subterrânea foi iniciada em outubro de 1986, já com o método de realce aberto sem enchimento posterior (*sublevel stoping*) dos painéis I e II, numa profundidade de 350 m.

A partir de 1998, devido ao insucesso da manutenção dos realces abertos e do aumento das tensões induzidas, a MCSA modificou consideravelmente o projeto passando a utilizar o método modificado VRM – *Vertical Retreat Mining*, que permitiu lavrar o minério com maior recuperação, segurança e menor custo, graças ao seu desenvolvimento em apenas dois níveis (perfuração e produção). O resultado foi a obtenção de um produto lavrado mais homogêneo, que facilitou o processo de concentração. De acordo com Filho (2011) outros métodos de lavra também são empregados, dependendo basicamente da potência do corpo mineralizado, sendo os mais comuns *sublevel retreat* e o VRM.

A fim de assegurar para trabalhadores e equipamentos maior estabilização, são utilizados nas escavações em subsolo inúmeros e variados tipos de contenção, como os já citados neste trabalho. Cada empresa possui ainda específicos programas de prevenção de acidentes que visam controlar todos os setores da mina medindo as estatísticas de acidentes e os eventuais desvios.

Germani (2002), discorre que para situações em que o comprimento dos sistemas de estabilização tem que ser maior, utiliza-se cabeamento, com até 15 a 25 m, como é feito no maciço da mina de Cuiabá em Minas Gerais e em situações especiais na mina Caraíba na Bahia. Ainda segundo o autor, em minas como a Caraíba, a exigência de sistemas de estabilização torna-se obrigatória em todas as aberturas subterrâneas, que têm de ser reforçadas, impactando de forma significativa na continuidade das operações e na elevação dos custos.

Assim como na operação em subsolo de cobre na mina Papomono no Chile são necessárias diversas associações de elementos de suporte, em Caraíba a condição é similar, devido a problemas de instabilização de teto na mina subterrânea.

A figura 21 mostra a presença de blocos de rochas soltos no teto da galeria de acesso do 11º Painel do realce RE07 da mina Caraíba e a ocorrência de um desplacamento no mesmo local.

Figura 21 - (Esquerda) Formação de choco na galeria de acesso ao realce da mina. (Direita) Desplacamento do teto no acesso do 11° Painel do realce RE07 (Freitas, 2016a).

De acordo com Miranda e Souza (2012) a meta para o desenvolvimento de galerias da MSB era em 2012 de 750 m/mês, representando 25 metros de galerias diárias que necessitam de robusta contenção por atingirem grandes profundidades e sofrerem muitas interferências das tensões.

Na época do estudo, o ciclo operacional era composto por 11 etapas, das quais 36% representavam as etapas de contenção (abatimento de choco, raspagem, atirantamento e projeção de concreto) como mostra a figura 22.

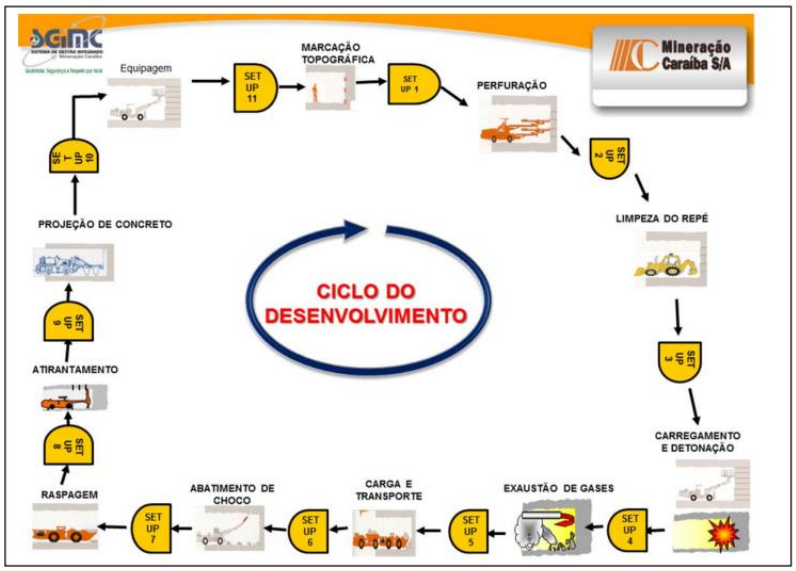


Figura 22 - Ciclo do desenvolvimento de galerias na mina subterrânea (MCSA, 2012).

Freitas (2016b) definiu a necessidade de suporte da mina Caraíba em diferentes situações, em função dos aspectos envolvidos no ciclo de abertura das galerias e as finalidades a que elas propõem (galerias de desenvolvimento, rampas, realces, etc.). Foram considerados pelo autor os seguintes aspectos:

1- Qualidade do maciço rochoso;

2- Potencial para sismicidade induzida;

3- Finalidade e vida útil estimada para a galeria;

4- Tempo de exposição de pessoal e equipamentos.

Quanto à classificação dos tipos litológicos do maciço rochoso, o autor definiu:

- Gnaisse (maciço tipo I): Charnoquito, quartzito e migmatito.
- Piroxenito (maciço tipo II): Melanorito.
- Grabro – Norito (maciço tipo III): Biotitita, serpentinito, anfibolito, hiperito, diorito e kondalito.
- Calcossilicático (maciço tipo IV): Mármore, anidrita e olivina.
- Metassomatito (maciço tipo V): Granito, mangerito, lepetinito e pegmatóide.
- Zona de falha (maciço tipo VI): Brecha e milonito.
- Maciço tipo VII: Paste Fill.

Já, o dimensionamento de suporte apropriado para a escavação foi agrupado pelo autor da seguinte forma:

- Maciço de Classe I: Maciço rochoso pouco perturbado, com grau de fraturamento F1 (estruturas espaçadas acima de 200cm), sem evidências de reativação de estruturas geológicas, ou de quebras mecânicas. Local sem sismicidade induzida. Não requer a instalação de suporte sistemático. Quando necessário, para conter blocos esporádicos, potencialmente instáveis, instalar tirantes com resinas encartuchadas, e comprimento de 2.4 m e malha definidos em função das necessidades locais.
- Maciço de Classe II: Maciço rochoso medianamente fraturado, grau de fraturamento F2 a F3 (estruturas espaçadas entre de 20 a 200 cm), com reativação de estruturas geológicas e presença de quebras mecânicas moderadas. Local com pouca sismicidade induzida perto da superfície e com acentuação no aprofundamento da mina. Aplicação de tirantes resinados, em malha de 1,50 m x 2,0 m e 2.40 m de comprimento. Para aberturas permanentes, associar a aplicação de telamento. Tela em malha de 10 x 10 cm, com fio de 6 mm e 4 mm no teto das galerias e até meia parede.
- Maciço de Classe III: Maciço rochoso medianamente fraturado, grau de fraturamento F2 a F3, com reativação de estruturas geológicas e presença de quebras mecânicas significativas, dentro da zona plastificada em torno da abertura. Evidências de sismicidade induzida moderada a alta. Aplicação de tirantes resinados, em malha de 1.2 m x 1.5 m e 2,40 m de comprimento, além da tela com malha de 10 x 10 cm, e fio de 6 mm e 4mm no teto das galerias e até meia parede. Para aberturas permanentes ou com previsão de vida útil acima de

02 anos, instala-se cabos de aço grauteados, malha de 2.0 m x 2.0 m e comprimento de 5,4 m. Aplica-se concreto projetado, com fibra e 5.0 cm de espessura.

- Maciço de Classe IV: Maciço rochoso fraturado, grau de fraturamento F4 (estruturas espaçadas entre 6 a 20cm), com significativa reativação de estruturas geológicas e quebras mecânicas, dentro de zona plastificada em torno da abertura. Evidencias de sismicidade induzida moderada a significativa. Aplicação de tirantes resinados, em malha de 1.2 m x 1.5 m e comprimento de 2,40 m, além de tela em malha de 10 x 10 cm, e fio de 6 mm e 4 mm ou/e concreto projetado para suporte temporários. Para aberturas permanentes, ou com previsão de vida útil acima de 02 anos, acrescenta aplicação de concreto projetado, com fibra e espessura de 5,0 cm e cabos de aço com 5,4 m de comprimento, aplicando uma malha 2.0 m x 2.0 m.
- Maciço de Classe V: Maciço rochoso, muito fraturado, grau de fraturamento F5 (estruturas espaçadas em intervalos abaixo de 6cm), com intensa reativação de estruturas geológicas, e acentuadas evidencia de quebras mecânicas e de sismicidade induzida. Aplicação de tirantes resinados, em malha de 1.2 m x 1.5 m e comprimento de 2.40 m, tela de malha de 10 x 10 cm, com fio de 6 mm e 4mm ou/e concreto projetado com fibra de 5cm de espessura em galerias temporárias. Instalação de cabos de aço grauteados, em malha de 1.5 m x 1.5 m e comprimento de 5.40 m; aplicação de concreto projetado, com fibra e 5.0 cm de espessura.
- Realces: aplicação de concreto projetado com fibra e espessura de 5cm, instalados com tirantes resinados, com malha de 1.2 m x 1.5 m e comprimento de 2.4 m, aplicados com telas de malha de 10cm e posteriormente mais uma aplicação de concreto projetado de 5 cm sem fibra. Por fim, instalação de cabos de aço grauteados em malha 2.0 m x 2.0 m e 7.4 m de comprimento para o Top Sill do realce. Aplicação de tirantes resinados em malha de 1.5 m x 2.0 m e comprimento de 2.40 m, mais telamento no Bottom Sill. Nas condições do Bottom Sill, com previsão de execução de perfuração ascendente, aplica-se também concreto projetado, com 5.0 cm de espessura.

A figura 23 ilustra o mecanismo de estabilização das galerias dos realces da mina, com aplicação associada de cabeamento, tela, tirante e concreto projetado com fibras.

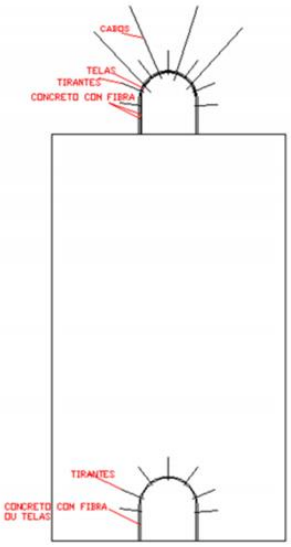


Figura 23 - Esquema de suporte nas galerias dos realces (Freitas, 2016b).

Em resumo, segue tabela 12 com as classes e caracterizações do maciço rochoso e as suas respectivas recomendações de suporte.

Tabela 12 - Classificação geomecânica da mina Caraíba (Freitas, 2016a).

CLASSE DE MACIÇO	CARACERIZAÇÃO DE MACIÇO ROCHOSO	RECOMENDAÇÃO DE SUPORTE
I - Rocha muito boa **RMR = 80 a 100**	Maciço intacto, com fraturas ocasionais, sem evidências de reativação de estruturas geológicas ou de quebras mecânicas. Local sem sismicidade induzida.	Pode ser contido apenas com tirantes ocasionais, ou mesmo com um simples abatimento de chôco.
II – Rocha boa **RMR = 60 a 80**	Maciço rochoso medianamente fraturado, com reativação de estruturas geológicas e presença de quebras mecânicas moderadas. Local sem sismicidade induzida.	Deve ser contido com tirantes de 2,40m de comprimento, numa malha de 1,5 x 1,5m. Para as galerias permanentes o atirantamento deve ser associado a telas de aço, malha 10x10 mm soldada e arame de 4mm de espessura. A tela pode ser substituída por concreto projetado no teto, com fibras e com 5,0cm de espessura.
III – Rocha regular **RMR = 40 a 60**	Maciço rochoso medianamente fraturado, com reativação de estruturas geológicas e presença de quebras mecânicas significativas, dentro de zona plastificada em torno da abertura. Local com evidencias de moderada sismicidade induzida.	Deve ser contido com tirantes de 2,40m de comprimento, numa malha de 1,2 x 1,5m, associados a telas de aço, malha 10x10 mm soldada e arame de 4mm de espessura. Para aberturas permanentes aplicar uma camada de 5,0cm de concreto projetado. Em situações mais instáveis, instalar cabos de aço grauteados numa malha de 2,0 x 2,0m e comprimento adequado ao vão da galeria.
IV – Rocha pobre **RMR = 20 a 40**	Maciço rochoso fraturado, com significativa reativação de estruturas geológicas e quebras mecânicas, dentro de zona plastificada em torno da abertura. Evidencias com sismicidade induzida moderada a significativa.	Deve ser contido com tirantes de 2,40m de comprimento, numa malha de 1,2 x 1,5m, associados a telas de aço, malha 10x10 mm soldada e arame de 4mm de espessura e cabos de aço grauteados numa malha de 2,0 x 2,0m e comprimento adequado ao vão da galeria. Para aberturas permanentes aplicar uma camada de 5,0cm de concreto projetado no teto e paredes.
V - Rocha muito pobre **RMR <20**	Maciço rochoso muito fraturado, com intensa reativação de estruturas geológicas e acentuado evidencia de quebras mecânicas e de sismicidade induzida.	Deve ser contido com tirantes de 2,40m de comprimento, numa malha de 1,2 x 1,5m, associados a telas de aço, malha 10x10 mm soldada e arame de 4 mm de espessura e cabos de aço grauteados numa malha de 2,0 x 2,0m e comprimento adequado ao vão da galeria, além de uma camada de 5,0cm de concreto projetado nas paredes e 10,0cm no teto.
VI - Pasta	Pasta com alta resistência (≥ 0,37 Mpa)	Devendo ser contido com atirantamento com malha 1,20 (espaçamento) x 1,00m (afastamento), telamento até 1,50m do piso, concreto projetado na espessura de 5 a 10cm, cabos com malha de até 2,0 x 2,0m.
VII - Pasta	Pasta com baixa resistência (< 0,37 MPa)	Devendo ser contido com atirantamento com malha 1,00 (espaçamento) x 0,80m (afastamento), telamento até 1,50m do piso, concreto projetado com 10 a 15 cm de espessura, cabos com malha inferior a 1,8 x 1,8m (variando em cada caso).

Após os problemas enfrentados pela operação com os realces abertos, a empresa passou a considerar a introdução da tecnologia de *paste fill* que além de benefícios comprovados no maior controle de estabilidade do maciço por meio do preenchimento dos vazios e suporte permanente, gerou conforme aponta Filho (2011) aumento considerável na reserva lavrável de 6 milhões para 10 milhões de toneladas e na recuperação prevista de lavra de 50% para 75%.

A figura 24 mostra um realce preenchido com paste fill em uma galeria da mina em associação com aplicação de tirantes.

Figura 24 - Realce preenchido com paste fill (Filho, 2011).

De acordo com o autor, a qualidade da pasta está diretamente relacionada com a sua resistência à compressão uniaxial e depende essencialmente dos percentuais de cimento e do slump. As principais características da pasta produzida eram:

- Sólidos = 78% (rejeito de usina mais cimento);
- Cimento = 4%;
- *Slump* = 6 ½” (5,5” a 6,5”);
- Tempo de cura = 28 dias (mínimo);
- Resistência à Compressão Uniaxial (UCS - 28 dias) = 0,50 MPa.

Conforme discorrido anteriormente, sabe-se que a efetividade dos processos de enchimento é diretamente influenciada pelas condições internas das paredes da escavação. Na mineração Caraíba, por exemplo, para possibilitar a leitura e interpretação destas condições, utiliza-se o sistema de monitoramento de cavidades (CMS – *Cavity Monitoring System*). Sendo assim, de modo a garantir ideais condições de segurança e evitar o colapso do teto do realce, é necessário que se estabeleça um rígido sistema de contenções.

Segundo o autor Filho (2011) segue o padrão adotado pela mina subterrânea Caraíba.

- Avanço de 10 m, com instalação de tirantes de 2,40 m de comprimento e diâmetro 7/8”, com malha de 1,20 x 1,20 m;

- Uma primeira camada de concreto projetado com espessura de 5 a 8 cm;
- Instalação de telas com malha de 0,10 x 0,10 cm;
- Uma segunda camada de concreto projetado de igual espessura da primeira;
- Instalação de cabos (cable bolting) com malha de 2,0 x 2,0m, cabos com 7 fios e 15 mm de diâmetros em furos de 2 ½".

Assim como no preenchimento é necessário aguardar um tempo de cura, o mesmo acontece quando se necessita fazer a aplicação de tirantes (parafusos), em que é necessário, a depender da composição da mistura, aguardar de três a quatro horas após a projeção de concreto.

Sabemos que o mínimo descuido com as medidas de segurança pode gerar além de prejuízos financeiros, a perda de vidas humanas. Infelizmente não são poucos os casos registrados de falecimentos por acidentes de trabalho em várias empresas e projetos subterrâneos.

Apesar da queda considerável no número de acidentes nas últimas décadas, a lista de vítimas fatais que perderam suas vidas ao longo dos anos em circunstâncias evitáveis é grande.

Em março de 2006, por exemplo, na Mineração Caraíba, ocorreu o falecimento de mais uma vítima. Trecho retirado de assembleia disponível no site da Câmara de Deputados do Estado da Bahia mostra:

"A morte desse trabalhador, que, no momento do acidente, operava uma máquina em área localizada no subsolo, sem equipamento de proteção individual e em local sem tirante e sem tela, indicando a inexistência de qualquer condição de segurança, expõe uma gravíssima realidade."

Nesse sentido, é necessário provocar e estimular melhorias constantes. A mineração Caraíba por meio de publicação em seu jornal, figura 25, mostrou a rota de fuga Escape Way de aproximadamente 600 metros de escadaria que foi construída através de investimento de R$8.000.000,00 e que conecta nove níveis da mina e garante a remoção segura dos colaboradores em casos de incidentes. A obra possuí ainda guarda-corpo, plataforma de descanso a cada 7 metros de subida e estrutura capaz de suportar a subida de vários colaboradores ao mesmo tempo.

MELHORIAS ESTRUTURAIS NA MSB

A MINERAÇÃO CARAÍBA E OS INVESTIMENTOS REALIZADOS PARA GARANTIR A **SEGURANÇA** DOS COLABORADORES QUE ATUAM NA MINA SUBTERRÂNEA

ROTA DE FUGA OU ESCAPE WAY

MELHORIA NAS CONTENÇÕES

MELHORIA NAS CONTENÇÕES DAS GALERIAS ANTIGAS

OUTRO INVESTIMENTO RECENTE feito pela empresa foi a ampliação dos investimentos nas galerias antigas da MSB, como por exemplo, nas galerias de ventilação. Nesse locais, a equipe intensificou as atividades de atirantamento, abatimento de choco, colocação de telas e projeção de concreto. Ao todo, até agora, foram investidos mais de R$ 4.000.000,00. "Ao todo, foram recuperadas mais de 10 galerias localizadas em vários níveis da mina. Todo esse investimento é necessário, pois ações como essas reduzem as chances de acidentes num ambiente onde o risco é alto por essência. ", finaliza **Adir Meireles, Gerente da MSB**.

CONTENÇÕES COM TIRANTES, TELAS E CONCRETO PROJETADO

Figura 25 - A Folha da Caraíba – Edição 2, 2018 – P.10.

Outro investimento de mais de R$4.000.000,00 foi destinado à fortificação de mais de 10 galerias antigas, garantindo maior segurança por meio de atividades de atirantamento, abatimento de choco, colocação de telas e projeção de concreto.

Por sua vez, a edição 4 do jornal A Folha da Caraíba de 2018 destacou o aumento da produtividade gerado na MSB depois da inauguração da Nova Estação de Concreto Projetado. A planta foi criada com o objetivo de automatizar a produção reduzindo o tempo de deslocamento dos equipamentos até as frentes a serem fortificadas. Na planta, todos os insumos que são utilizados na produção do concreto para projeção são adicionados de acordo com a mistura e quantidades pré definidas pela operação, evitando excessos ou desperdícios.

5.4. Mina Cuiabá

A mina Cuiabá localiza-se no Quadrilátero Ferrífero de Minas Gerais mais precisamente em Sabará, próximo às cidades Belo Horizonte e Caeté, conforme figura 26.

Figura 26 - Localização da mina Cuiabá (Site AngloGold, 2020).

A unidade operacional Cuiabá-Lamego é composto por duas minas subterrâneas (Cuiabá e Lamego e uma planta (Planta Queiróz).

A mina Cuiabá, de propriedade da AngloGold Ashanti Brasil Mineração Ltda, é considerada atualmente como uma das minas subterrâneas mais importantes do Brasil. Dados da empresa asseguram que a mina tem hoje escavações com profundidades maiores do que 1250 metros.

Os corpos mineralizados e lavrados na mina Cuiabá são denominados Balancão, Galinheiro, Fonte Grande Sul e Serrotinho, como segue na figura 27.

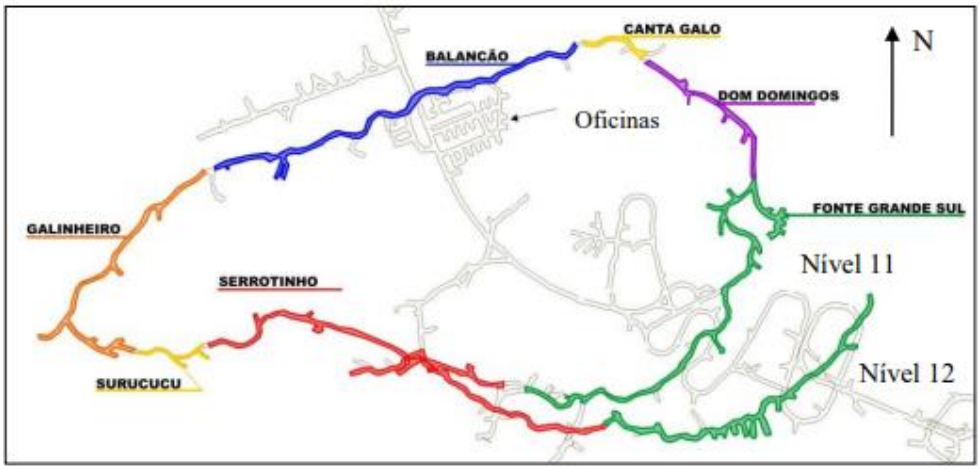


Figura 27 - Seção em planta do nível 11 discriminando os corpos de minério (Tropia, 2013).

A figura 28, por sua vez, apresenta a seção esquemática longitudinal da mina Cuiabá, com representações dos níveis do projeto, das áreas lavradas e a serem lavradas, da escavação e dos acessos.

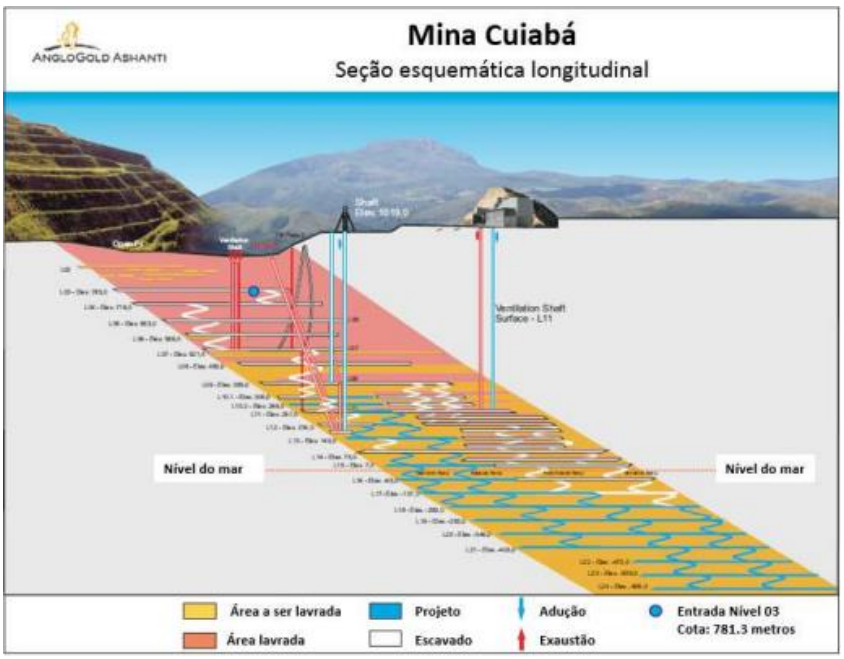


Figura 28 - Seção vertical esquemática da mina Cuiabá, atualizada em outubro de 2015 (Pereira, 2016).

O acesso à mina é feito por um poço vertical (*shaft*) que parte da superfície e vai até o nível 11 (elevação de 840 m), ou por rampa (desde o nível 3), usada por veículos leves e equipamentos pesados, cuja entrada localiza-se na encosta do vale, próxima ao leito do ribeirão Sabará. O acesso às exposições de minério abaixo do nível 11 dá-se por meio da rampa que deverá estender-se pelo menos até o nível 21; que corresponde ao último nível onde há recursos minerais reconhecidos, prospectados mediante investigações com sondagem rotativa diamantada.

5.4.1. Mineral Extraído e Método de Lavra Utilizado.

Segundo Barbosa (2008), o minério é caracteristicamente competente, apresentando resistência à compressão simples (RCS) em média de 167 Mpa.

A mina Cuiabá teve a sua operação retomada no ano de 1985, e desde então tem apresentado constante evolução em volume de produção ano contra ano. A aplicação de novas tecnologias aliada a compra de equipamentos mais modernos e de maior porte, possibilitou à operação automatizar e agilizar processos inferindo obviamente em aumento de produção do mínerio ouro.

Durante este período, simultâneo ao emprego de novas tecnologias, houve adaptações nos métodos de lavra utilizados. A empresa tem registros de utilização de Corte e Enchimento e *Sublevel Stoping*, com a utilização em áreas isoladas e em menor proporção, de Câmaras e Pilares.

O gráfico da figura 29 mostra a evolução da produção anual da mina Cuiabá em toneladas e onças produzidas do ano de 2011 a 2016, mostrando ainda o planejado até o ano de 2026.

Figura 29 - Produção em massa e ouro da mina Cuiabá (Pereira, 2016).

De acordo com Barbosa (2008), utilizou-se para extração do minério lavra manual por Câmaras e Pilares do nível 1 ao 3, Corte e Enchimento (*Cut and Fill*) com enchimento mecânico com estéril da mina, nos níveis 4 ao 7 e a partir do nível 8, Cut and Fill, com enchimento (backfill) mecânico associado ao enchimento hidráulico, guardando-se uma proporção aproximada de 45% para enchimento mecânico e 55% para hidráulico, na maioria dos realces em produção de minério.

O processo de mineração subterrânea de ouro, como na Mina Cuiabá, demanda devido a exigências geotécnicas a aplicação de suportes que irão reduzir o risco de queda de materiais rochosos (choco) sobre qualquer empregado.

Nas condições de grandes profundidades, efeitos relacionados com o aumento de tensões já começam a ser relevantes. Desta forma, os elementos passivos de contenção devem em conjunto ao método de lavra, contemplar aspectos que auxiliem na estabilidade geral do maciço no subsolo. Assim como ocorre em muitos casos com os suportes regionais de pilares (horizontais e verticais) e pelo enchimento dos vazios deixados pela retirada do minério.

Conforme apontado por Barbosa (2008), as tensões provenientes de movimentação tectônica, a instabilidade da capa do minério e a exposição da parede (hangingwall) que aumenta com o avanço da lavra estão entre os fatores mais relevantes para a ocorrência de problemas relacionados com a estabilidade do maciço rochoso da mina Cuiabá.

Nos anos em que ainda adotava o *Cut and Fill*, a lavra na mina Cuiabá era feita de forma seletiva, sendo o corpo de minério retirado com o mínimo possível de diluição da camada de minério. Segundo dados da empresa, a recuperação chegava a atingir até 95% do minério de cada painel. Esse método permite a lavra simultânea em diferentes níveis da mina, o que favorece uma maior flexibilidade operacional.

Nesta época, segundo Barbosa (2008), o ciclo operacional da mina era constituído pela seguinte sequência: marcação da área para detonação; perfuração; carregamento com explosivos; desmonte; saneamento do realce (abatimento de choco); limpeza e transporte de material; enchimento mecânico e hidráulico (rockfill e hidraulic fill); perfuração e instalação de cabos de aço; por fim, perfuração para novo ciclo de detonação, conforme figura 30.

Figura 30 - Ciclo operacional da lavra na mina Cuiabá (Barbosa, 2008).

Após a limpeza do minério, o teto do realce tornava-se mais alto em relação ao piso, ficando impossível realizar um novo ciclo de perfuração, sendo assim, realizava-se o procedimento para enchimento. Na porção mais próxima à base do minério o enchimento era mecânico com estéril gerado nas frentes do desenvolvimento da mina, enquanto na porção correspondente à capa do minério, o enchimento era hidráulico com rejeito de minério proveniente da planta metalúrgica.

O enchimento hidráulico era preparado em uma planta na superfície, formando uma polpa constituída por 65% de sólidos e 35% de água, sendo que seu transporte para o interior da mina era feito através de tubos de aço até os realces de produção e não era segundo as fontes adicionado cimento ao backfill.

No caso em estudo da mina Cuiabá, em profundidades e níveis em que ainda eram utilizadas este método de lavra, não havia como desconsiderar a presença dos enchimentos como agentes inibidores de manifestações de instabilidades e consequente minimização dos riscos de instabilizações do maciço rochoso.

Todavia, somente a utilização dos enchimentos como suportes regionais e locais não garantiam o confinamento das descontinuidades geológicas, uma vez que permitiam fenômenos de deflexão no teto da escavação, criando potenciais zonas de fraqueza (tração) perpendiculares ao teto. Diante do aumento no estado de tensões induzidas nas paredes expostas das escavações se viu cada vez mais necessário a implementação de suportes artificiais nas galerias e frentes.

Sabe-se ainda que o enchimento mecânico possui menor capacidade que o enchimento hidráulico de confinar adequadamente as paredes do maciço rochoso, o que possibilita a

reativação das descontinuidades geológicas. O suporte oferecido pelos enchimentos não eram então, suficientes para garantir a estabilidade necessária na operação, dessa forma foram necessários implementar mecanismos de suporte artificiais para oferecerem em conjunto uma maior segurança ao processo.

Por meio de testemunhos de sondagens rotativas foram identificadas zonas de instabilidade e pertubação estrutural na mina que atesteram para a necessidade de se garantir uma ancoragem adicional sistemática de pelo menos 3,0m de comprimento do cabo de aço.

Barbosa (2008), escreve que os cabos de aço passaram a ser adotados para propiciar o reforço nas grandes escavações de onde se extraía o minério. Eles oferecem o atrativo de uma alta capacidade de carga, além de possibilidades de ajuste no seu comprimento, caso necessário. Ao penetrarem profundamente no maciço, auxiliam na sua resistência, assim minimizando os efeitos indesejáveis de desarticulações, o que, consequentemente, melhoravam as condições gerais de estabilidade do maciço rochoso.

A extensão das fraturas de tração no teto dos realces pode ser controlada, até certo ponto, pelo suporte feito com o uso de cabos de aço. Segundo Barbosa (2008), essa deflexão e a ocorrência de desplacamentos eram reduzidas pela instalação de cabos de aço de sete fios e diâmetro de 15,2 mm – sistematicamente em malha de 1,5x1,5 m² e com 9,6 m de comprimento – e também pela inserção de enchimento com estéril, gerado nas aberturas do desenvolvimento, associado com enchimento hidráulico.

Ainda de acordo com o autor, o suporte do teto da escavação era atualizado a cada ciclo de detonação e mensalmente, nas escavações, eram aplicados entre 20.000 e 25.000 m de cabos de aço. Estes eram fixados com argamassa (cimento, areia e água) quando instalados manualmente, ou com polpa de cimento, quando eram instalados com equipamentos automatizados.

O comprimento dos cabos era definido de acordo com as condições geomecânicas locais do maciço rochoso, por exemplo nos corpos Fonte Grande Sul e Serrotinho em que a rocha encaixante era um filito grafitoso (carbonoso) incompetente, o comprimento era de 9,6 m. Por outro lado, no realce 08 Balancão, o reforço era feito com cabos de 6,0 m devido às melhores condições geomecânicas do ambiente.

O estudo de Barbosa (2008) já apontava que mesmo que os suportes empregados de cabos de aço apontassem para estabilidade das frentes de trabalho, já haviam indícios quanto à possibilidade de começarem a aparecer sinais de reativações de descontinuidades, possivelmente associadas com a deflexão do maciço rochoso que poderiam vir a gerar colapsos significativos.

Além de que não havia até aquele presente momento meios eficazes capazes de medir o benefício dos preenchimentos (*backfill*) como sistemas de suportes regional e local.

Apesar de apresentarem evidências de estabilidade, era impossível de avaliar estes mecanismos de suporte dentro do campo indicado pelo Gráfico de Estabilidade proposto pelo autor. Era levado ainda em consideração que devido à grande dimensão da escavação da mina Cuiabá, as condições geotécnicas eram muito variáveis dificultando a quantificação com exatidão dos benefícios gerados pelos enchimentos e pelos cabos de aço.

Pela interpretação do Gráfico de Estabilidade da mina Cuiabá, da figura 31, sobre a probabilidade de manter-se estável, o realce FGS no nível 11 mostrou que essa probabilidade situava-se no intervalo de 20% e 75%. Diante da importância e dos perigos associados às questões de estabilidade, não era possível considerar esta grande variação para exemplificar a estabilidade da escavação. Sendo assim, os resultados obtidos não conseguiam assegurar que o sistema de cabos de aço empregado poderia garantir condições estáveis na exploração da mina.

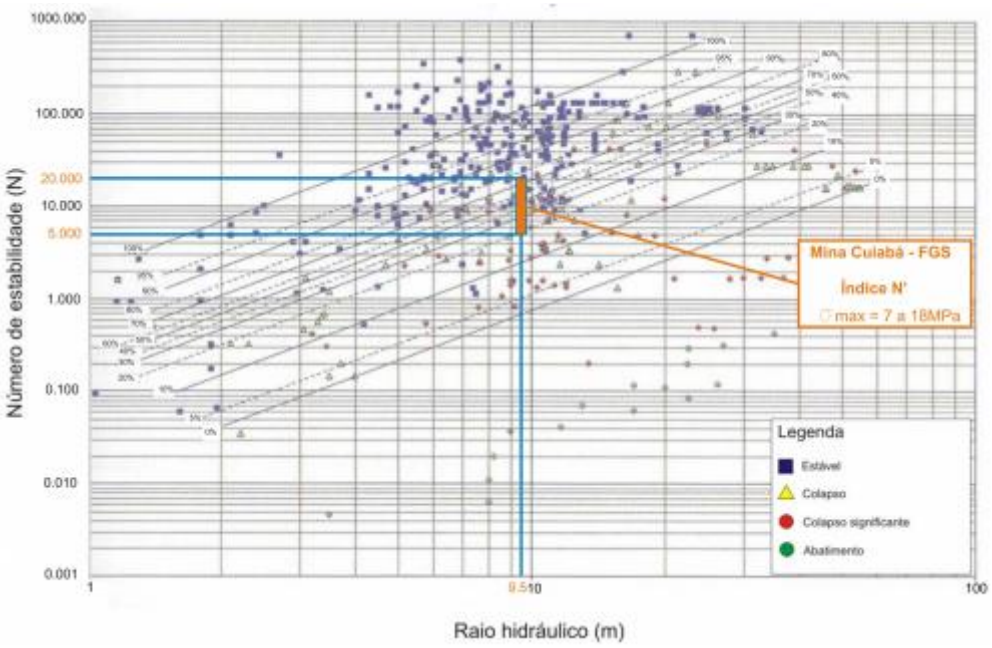


Figura 31 - Probabilidade da escavação do corpo FGS, no nível 11 ser estável. (Barbosa, 2008).

Além disto, na época em que este mecanismo de suporte era utilizado na mina, não era comum realizar monitoramentos constantes em locais estratégicos do subsolo do comportamento do maciço rochoso. Não havia ainda, estudos a respeito do backfill utilizado, nem informações concretas acerca das suas propriedades como suporte regional e local, o que implicava na menor exatidão na medição dos seus benefícios para a estabilidade.

Devido à constante redistribuição de tensões as quais as escavações subterrâneas estão submetidas nota-se a dificuldade em se definir o método de lavra e o mecanismo de sustentação empregados.

Este fenômeno comumente ocasiona na operação mineira, a alteração do método de lavra utilizado. A mina Cuiabá por exemplo, segundo as referências aqui já citadas, utilizou no início da operação até o ano de 2012, o método de Corte e Enchimento migrando posteriormente, com o aumento da sua profundidade, para a lavra por realce em subníveis ou *Sublevel Stoping.*

A figura 32 ilustra a operação na mina pelo método Sublevel Stoping no realce 16 da Rampa Fonte Grande Sul (FGS) e mostra ainda o esquema de lavra via corte e enchimento utilizado no realce 8 da mesma rampa.

Figura 32 - (Esquerda) Lavra por sublevel stoping no realce 16 da Fonte Grande Sul (FGS). (Direita) Lavra por corte e aterro no realce 8 FGS (Pereira, 2016).

Para escavações de lavra na mina Cuiabá, segundo Pereira (2016) tanto pela metodologia de corte e enchimento quanto pelo *sublevel stoping*, o principal reforço utilizado consiste na aplicação de cabos de aço com especificação de comprimento e malha e com características da trama do cabo e relação água/cimento definidas individualmente para cada cenário, conforme ilustrado pela figura 33.

Figura 33 - Capa do minério (Hanging Wall) com malha de cabos disposta em realce de corte e aterro 15.1 FGS Lado Direito (Pereira, 2016).

Ainda segundo Pereira (2016), para as galerias de desenvolvimento os possíveis reforços utilizados são: tirantes resinados, cavilhas expansivas e cavilhas Split Set. Os tirantes

se tornaram o elemento de reforço principal no desenvolvimento, conforme ilustrado no gráfico da figura 34.

Figura 34 - Aumento da quantidade de tirantes resinados aplicados na Mina Cuiabá desde 2014 e tendência de redução da aplicação de cavilhas expansivas (Pereira, 2016).

A redução na aplicação das cavilhas expansivas (*split set*) pode ser explicada devido à sua baixa longevidade, uma vez que este mecanismo de suporte apresenta em suas características grande susceptibilidade à oxidação e consequente queda da capacidade de reforço. Portanto, segundo Pereira (2016) para galerias de desenvolvimento definitivas na mina Cuiabá não é indicada a utilização deste elemento.

Embora pouco comuns, alguns autores indicaram a aplicação de suportes de superfície (revestimentos) no desenvolvimento da mina. Segundo Pereira (2016), estes tipos de suporte começaram a ser empregados pontualmente por meio da colocação de telas, vide figura 35, em escavações específicas como rampas e em nenhum registro se observa a sua aplicação como rotina.

Figura 35 - Tela aplicada na mina Cuiabá ao longo da rampa 13 FGS (Pereira, 2016).

Também de forma isolada, Pereira (2016) identificou na mina a aplicação de suporte descontínuo. As cambotas que não possuem um uso tão disseminado foram utilizadas na estação de carga da mina conforme associação mostrada pela figura 36.

Figura 36 - Aplicação de fogueiras em associação a cambotas rígidas e tela eletrosoldada (Pereira, 2016).

De acordo com Pereira (2016), a mina Cuiabá realizou a partir de 2012, testes e aplicação por 2 anos do TSL em 98 regiões específicas da mina, como galerias de sondagem e infraestrutura em geral, conforme figura 32. O TSL (*Thin Spray-on Liner*) é um revestimento fino em *spray* definido como uma camada de base química (3–5 mm) pulverizado sobre a superfície da rocha para apoiar as escavações.

A figura 37 mostra os testes de aplicação do TSL em galeria no nível 15 da mina Cuiabá.

Figura 37 - Aplicação de TSL em galeria no nível 15 da mina Cuiabá (Pereira, 2016).

Em 2007, a empresa adquiriu para o projeto, o primeiro robô de projeção, entretanto a prática de projeção de concreto se popularizou somente no ano de 2012 em que era executado um volume de 4,2 m^3 /dia de concreto projetado. A empresa investiu em treinamentos e equipamentos e por consequência o método passou a ser mais utilizado. Segundo Silva (2019), no ano de 2014, foi implantada na mina Cuiabá a usina misturadora com capacidade nominal de produção de 10 m^3 /hora. No ano de 2017, a meta em volume de concreto projetado foi de 43,8 m^3/dia de concreto projetado.

O gráfico da figura 38 mostra a evolução do volume de concreto projetado aplicado na mina Cuiabá desde o ano de 2012.

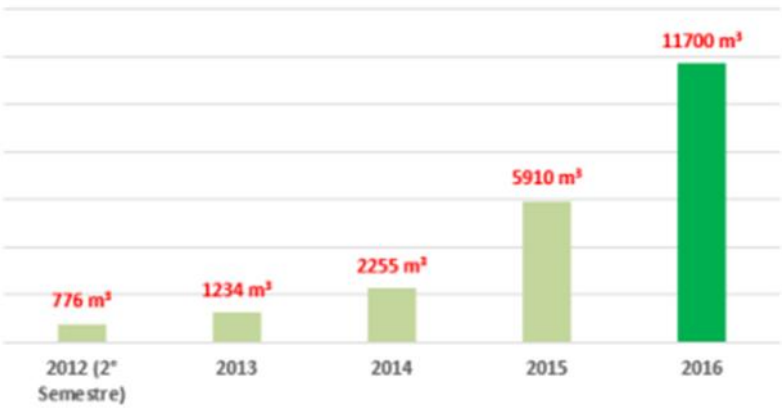


Figura 38 - Evolução do volume de concreto projetado aplicado na mina Cuiabá (Pereira, 2016).

De acordo com a UBQ, a AngloGold Ashanti apresentou um *case* em 2018 que mostrava que para o processo de lavra do ouro, anualmente eram desenvolvidos entre 10.000 a 12.000 metros de galeria, as quais deveriam ser revestidas com a aplicação de concreto projetado, contudo em 2014 a capacidade de revestimento representava apenas 7% deste total, fato que, não impedia a lavra, porém elevava o risco durante o processo produtivo.

A fim de atingir a capacidade anual de desenvolvimento desse mecanismo de suporte, a empresa adotou diversos processos de melhoria contínua. Por ser relativamente recente a prática de projeção de concreto, havia um grande volume de *backlog* (áreas antigas), fato que aumentava a demanda anual necessária em no mínimo 40%.

O volume de *backlog* também era um problema recorrente na mina Papomono. Devido à qualidade geotécnica ruim da rocha e a constante queda de chocos e de camadas antigas de concreto, muitas áreas da mina subterrânea não apresentavam a aderência necessária. Por inúmeras vezes foi necessário realizar um retrabalho com a reaplicação de concreto nessas galerias.

Em algumas situações era definida a reaplicação de telas metálicas, mas por se tratar de uma operação relativamente mais simples, rápida e segura, a reaplicação de concreto projetado era, entre as duas, o método mais comum de refortificação utilizado.

A tabela 13, com dados do ano de 2018, compara a capacidade de desenvolvimento diário de concreto projetado nas duas minas em questão. O valor de 72 m³/dia da mina Cuiabá foi retirado de projeção realizada no *case* da empresa já referenciado.

Tabela 13 - Comparativo em volume projetado de concreto, PPMN x Cuiabá.

CONCRETO PROJETADO (M³/DIA) EM 2018

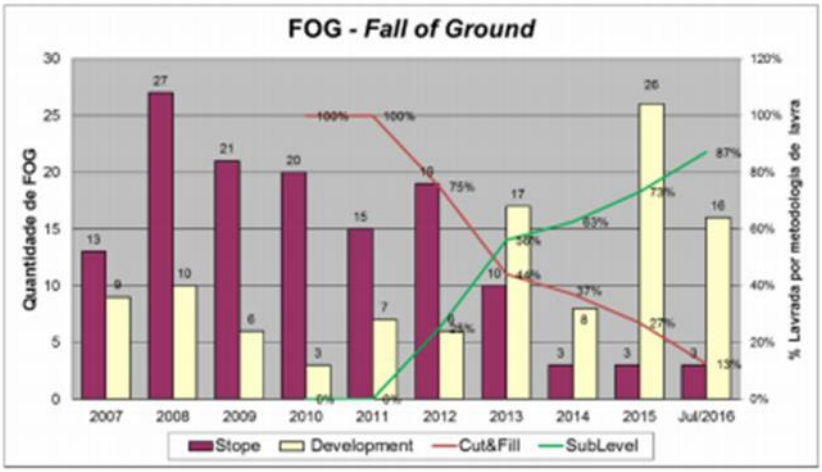
MINA PAPOMONO	MINA CUIABÁ
16M³/DIA	72M³/DIA*

Figura 39 - (Esquerda) Galeria da Mina Cuiabá sem aplicação de concreto projetado no Nível 11. (Direita) Mesma galeria após aplicação de concreto projetado (UBQ, 2018).

Segundo o autor do *case*, depois de implementarem o plano de ação, a empresa atingiu significativos ganhos de produtividade. O projeto, iniciado em 2016, foi concluído em 2017, aumentando a produtividade em 14,9% e atingindo a meta de capacidade de desenvolvimento anual, de 54 m³/dia. Já para 2018 a meta ficou estabelecida em 72m³/dia e não há informações publicadas de que este volume foi atingido.

Por outro lado, de acordo com Pereira (2016), o aumento exponencial de volume aplicado de concreto projetado estava diretamente relacionado com a evolução na ocorrência da condição geotécnica *Fall of Ground* (FOG) em galerias de desenvolvimento. Esta condição poderia em muitos casos ser evitada se essas galerias estivessem reforçadas com elementos de superfície. A tabela 14, também explicita a relação no aumento de ocorrências de FOG com a aceleração no ritmo de produção de lavra por subníveis.

Tabela 14 - Comparação entre número de FOGs na mina Cuiabá (Pereira, 2016).



A figura 40 mostra uma galeria da mina Cuiabá com aplicação conjugada de concreto projetado com reforços do tipo tirante resinado.

Figura 40 - Galeria com aplicação associada de concreto projetado e tirantes (Pereira, 2016).

Sabe-se que o corpo mineralizado da mina Cuiabá é dividido em quatro grandes áreas, e que para possibilitar a extração de minério é necessário desenvolver ao longo destes corpos, rampas e acessos específicos.

A Rampa Fonte Grande Sul (FGS) escavada a partir do ano de 2007 está localizada entre os níveis 11 (681,5 metros de profundidade) e o nível 18 (1134,5 metros de profundidade). Conforme mostra Pereira (2016), a rampa apresenta sistema de reforço variado entre cavilhas expansivas, tirantes resinados e cordoalhas, porém sem suportes de superfície instalados durante o ciclo de desenvolvimento

A não aplicação de suporte de superfície ao longo de uma rampa de desenvolvimento aumenta a necessidade de eliminação mecanizada de regiões plastificadas, gerando o *overbreak*.

O *overbreak* (ou sobre-escavação) em geral ocorre quando uma porção da rocha encaixante ou do corpo mineralizado é removida além do necessário considerando-se a abertura máxima permitida da escavação.

Na Minera Tres Valles no Chile, tal fenômeno era comumente associado a erros no processo de detonação de rochas nas galerias e ao excessivo processo de saneamento (limpeza) das frentes de trabalho (*acuñadura)* realizada tanto de forma manual como mecanizada. A figura 41 mostra a presença de *overbreak* em galeria da Rampa 7.

Figura 41 - Evidência de sobreescavação em galeria da Rampa 7 da mina Papomono.

A fim de se evitar a sobreescavação no desmonte de rochas realizava-se na mina subterrânea Papomono, a detonação de explosivos em duas etapas seguindo o diagrama de disparo para a frente de trabalho. Eram realizados, conforme figura 42, cerca de 50 furos na frente desejada, porém realizava-se somente uma primeira detonação, chamada de "piloto" com aproximadamente 26 a 30 tiros.

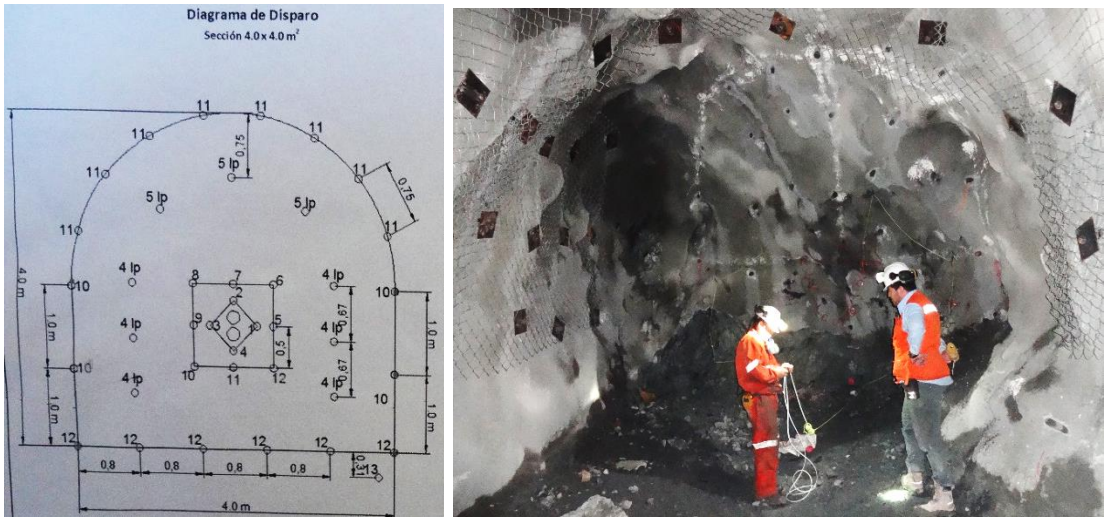


Figura 42 - (Esquerda) Diagrama de disparo para túneis com seção de 4,0 x 4,0 metros. (Direita) Carregamento de explosivos em seção da mina (Minera Tres Valles, 2018).

Na base, o carregamento era realizado com emulsão explosiva somente quando os furos apresentavam presença de água. Quando estavam completamente secos era utilizado o explosivo em pó ANFO.

Para se obter um melhor controle da seção da galeria na detonação piloto, o centro do túnel era disparado primeiro enquanto a periferia (o contorno) era detonada via cordão sísmico, a fim de gerar uma explosão mais controlada, menor e mais lenta. A coroa e os auxiliares da coroa do túnel não eram detonados.

A sequência era controlada pela origem de tempo dos retardos utilizados, conforme ilustrado pela figura 43, em que a parte central recebia retardos da ordem de milisegundos (ms) enquanto as demais áreas recebiam retardos de maior tempo podendo ser da ordem de longo período (LP).

Figura 43 - Explosivo em pó ANFO seco, emulsores e retardos no interior da mina.

Como a rocha encaixante da mina em quase toda a sua extensão era caracterizada como de má qualidade, a empresa optava por aumentar o diâmetro da escavação através de golpes manuais com uma cunha ou mecanizados com auxílio do equipamento *Scaler* PAUS.

Em outras frentes em que a rocha apresentava melhor qualidade geotécnica, com menor ocorrência de FOG, queda de chocos e desprendimento de rochas, optava-se pela realização da segunda explosão, detonando com o explosivo em pó ANFO seco os furos restantes da detonação piloto.

O túnel principal e as galerias de acesso da mina Papomono têm dimensões da ordem de 4,0 m x 4,0 m e nas galerias de desenvolvimento que apresentavam alto potencial de desprendimento de rochas, a fortificação era realizada comumente com a aplicação associada de concreto projetado com fibras plásticas, ancoragens de tirantes helicoidais de 3m de profundidade, tela quadrada ACMA ou Bizcocho de (5 x 2,5) metros e por fim novamente concreto projetado com volume de aplicação a depender da frente.

A tela ACMA com malha quadrada era sempre a escolhida quando se pretendia fortificar um corpo rochoso mais inconsolidado.

A importância deste elemento estrutural de superfície é ainda mais evidente na figura 44, da rampa Fonte Grande Sul da mina Cuiabá, nos níveis 13 e 14, que apesar de mostrar evidências de *buckling*, devido à plastificação do maciço, não apresentou *overbreak* expressivo devido à presença da tela.

Figura 44 - Evidência de buckling entre os níveis 13 e 14 da rampa FGS sem evidência de overbreak devido a presença de telas (Pereira, 2016).

A necessidade de se realizar saneamento mecanizado a fim de garantir segurança na operação pode influenciar modificando as prévias condições geotécnicas. A figura 45 apresenta três seções sobrepostas da rampa FGS no Nível 16, em diferentes momentos, após saneamento mecanizado, entre os anos de 2015 e 2016.

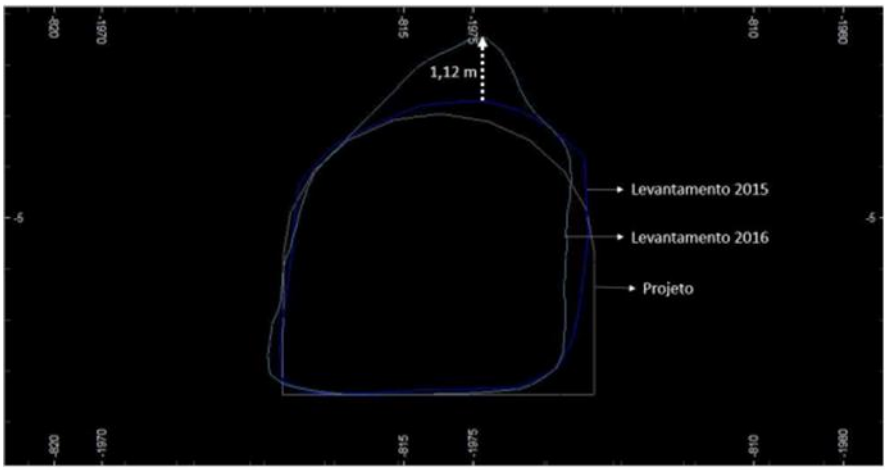


Figura 45 - Alteração no nível de overbreak da escavação após saneamento mecanizado entre 2015 e 2016 (Pereira, 2016).

Assim como realizado na mina PPMN, a rampa foi submetida repetidas vezes ao uso de *scalers* para saneamento mecanizado.

É muito importante que durante o desenvolvimento da vida útil da mina as galerias e frentes mantenham o diâmetro de escavação previamente planejados. Entretanto, em diversas situações é necessário que se altere a escavação original de modo a garantir segurança e confiabilidade ao processo.

A fim de se garantir um maior controle das aberturas, muitas vezes o saneamento é realizado de forma manual, conforme figura 46, em que o operador é elevado até altura

suficiente e com uma cunha metálica com pontas de aço endurecido nos dois extremos golpeia a rocha para soltar fragmentos instáveis ou soltos.

Figura 46 - Procedimento Padrão de Saneamento Manual, MTV.

De acordo com o procedimento padrão operacional da mina Papomono, a limpeza da escavação de forma manual é realizada:

I. Antes de se iniciar qualquer trabalho dentro da mina (inclusive aplicação dos mecanismos de suporte);
II. Durante o desenvolvimento de qualquer atividade dentro da mina, quando se faz necessário;
III. Quando se detecta ou observa uma situação anormal no teto em qualquer parte da mina;
IV. Imediatamente depois de uma atividade de desmonte com explosivos depois da inspeção do supervisor do turno e medição dos gases.

O saneamento manual é realizado na Minera Tres Valles somente por operadores autorizados que são treinados e desenvolvem técnicas para detectar o comportamento do maciço rochoso, analisar riscos, detectar chocos, manusear a cunha e golpear a rocha e ainda técnicas de captação e diferenciação do som da rocha.

O operador deve ainda respeitar uma distância de segurança, a maior possível que possibilite alcançar o ponto de saneamento com a cunha, mantendo-a sempre encostada no corpo com um ângulo de até no máximo 45º em relação a horizontal.

O setor onde se realiza a limpeza deve estar iluminado, com acesso restringido e sinalizado de acordo com as normas internas e o operador deve ficar atento para evitar ser atingido por rebotes dos fragmentos de rochas que caem.

Quando for preciso realizar saneamento manual no setor em que existam condutores elétricos protegidos ou não, o processo deverá ser feito a uma distância em que se garanta que não haverá contato entre a cunha e o condutor. A depender da dificuldade da operação, pode-se solicitar a desenergização temporária dos condutores, sendo assim necessário o uso de mais iluminação artificial.

Em setores em que as seções possuam tetos que superem os quatro metros de altura, onde o alcance da cunha seja limitado, a operação deverá ser realizada com o auxílio de um equipamento de levante. O equipamento também deve ser utilizado quando se precisa realizar o saneamento em zonas instáveis.

Neste caso, o operador deve se posicionar dentro da plataforma da grua com teto e proteções adicionais garantindo a segurança pessoal, conforme figura 47. Na realização destes trabalhos em altura, o encarregado deve sempre estar acompanhado por no mínimo mais um operador.

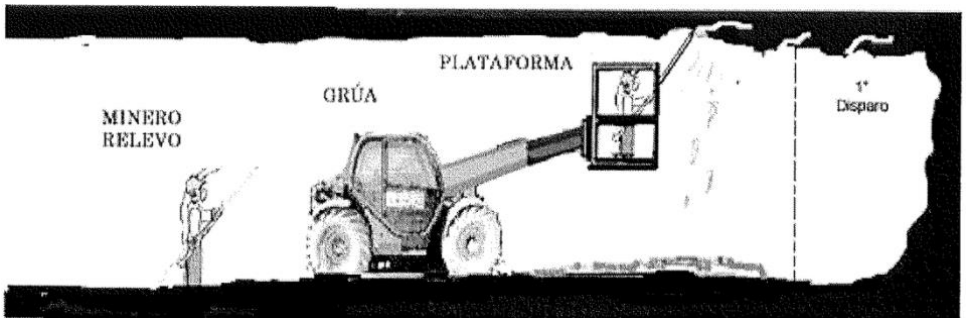


Figura 47 - Procedimento Padrão de Saneamento Manual com auxílio de Grua Levante, MTV.

Apesar de ser um processo mais lento, o saneamento manual é uma alternativa interessante, uma vez que o uso constante dos *scalers* para saneamento pode ser muito agressivo provocando mudanças inesperadas nas dimensões da seção.

A prática de utilização do saneamento mecanizado provoca impactos no maciço rochoso uma vez que introduz no sistema uma energia capaz de promover danos no maciço, além de remover parte da área plastificada a redor das escavações. A extração do material rompido expõe uma nova área da escavação a alterações que por sua vez permitem que a camada seja submetida a um novo ciclo de ruptura até que a seção atinja níveis suficientes de confinamento.

Por isso, faz-se necessario aliar à redução da utilização de saneamento mecanizado o uso de elementos de suporte de superfície como tirantes, telas e concreto projetado. Esses mecanismos são importantes para auxiliarem, mesmo que de maneira artificial no confinamento das camadas expostas da escavação.

Observou-se na mina Cuiabá redução no volume de *overbreak* em áreas onde executado suporte em tirantes e concreto projetado. Inúmeras são as recomendações para que o uso do concreto projetado atue como sistema de suporte retendo e protegendo o maciço rochoso, de modo a assegurar que o sistema de estabilidade do ciclo de desenvolvimento da mina apresente tendência crescente. (Silva, 2019).

A redução da sobreescavação é imprescindível não só para manter um ambiente seguro no operacional, como para garantir um projeto saudável financeiramente. Os retrabalhos em áreas antigas são muito onerosos ao processo já que dependem de emprego de novos recursos

e materiais como os elementos de suporte além de implicarem em um possível atraso de desenvolvimento por demandarem desvio de operadores e equipamentos.

Para a mina Cuiabá, por exemplo, de acordo com Pereira (2016) um estudo interno realizado no primeiro semestre de 2016, demonstrou que a instalação do concreto projetado se mostra 38% mais barato que o custo de sua não aplicação em ambiente anisotrópicos.

Uma das maneiras de se tratar este problema de maneira efetiva é a de realizar estudos prévios e avaliações técnicas que considerem o emprego dos elementos de suporte a longo prazo a serem em sua maioria aplicados de maneira preventiva e não de forma corretiva como realizado em áreas antigas. Deve-se estabelecer para cada área desejada um plano de fortificação que considere a instalação e o dimensionamento dos mecanismos de suporte no tempo e sequência adequados. Dessa maneira, será possível que cada um dos suportes exerça a sua função de maneira potencializada.

5.5. Mina Vazante

A mina Vazante é uma mina subterrânea de zinco de propriedade da Nexa Resources, situada no município Vazante no noroeste do estado de Minas Gerais a uma distância de mais de 500 km da capital Belo Horizonte.

As pesquisas das jazidas de zinco em Vazante foram iniciadas em 1956 com a fundação da Companhia Mineira de Metais (CMM). Já o início da lavra a céu aberto e da produção de zinco eletrolítico pela unidade de metalurgia em Três Marias, ocorreu em 1969.

Em 1983 iniciou-se a preparação para operação da lavra subterrânea para a extração de minério silicatado de zinco, tendo esta operação atingido produção expressiva somente 10 anos depois. (Apolo, 2009).

O complexo Vazante é composto por duas minas: Vazante e Extremo Norte, sendo que a primeira possui duas regiões denominadas Sucuri e Lumiadeira localizadas ao norte e ao sul, respectivamente. Dados da empresa indicam que o a mina já ultrapassou os 500 metros de profundidade e os 5 km de comprimento.

Segundo o relatório anual da Nexa de 2017, a unidade de Vazante está entre as 10 maiores minas de zinco do mundo com produção anual de mais de 135 mil toneladas de zinco nos concentrados. A empresa, iniciou em 2013 um projeto de 10 anos que visa estender a vida útil da mina até 2027, com um investimento total estimado em US$ 184,3 milhões.

De acordo com Costa e Henrique (2020) são empregados em Vazante, basicamente, dois métodos principais de lavra, o *Vertical Retreat Mining* (VRM) e o *Sublevel Open Stope* (Realce

em Subníveis). O método Corte e Enchimento (*Cut and Fill*), já foi utilizado com o objetivo de recuperar os pilares de minério deixados para sustentação do maciço rochoso.

Ainda segundo os autores, a região de Vazante é composta por um maciço rochoso fraturado, no qual encontra-se uma grande percolação de água, responsáveis pelo grande número de cavidades, preenchidas por material argiloso fofo bastante fluido, com blocos de rocha inseridos. A mina apresenta uma grande variedade de rochas de diferentes resistências, nas quais, quase sempre é necessária a implantação de suportes para a estabilização.

De acordo com Santos (2018), a mina de Vazante possui grande incidência de descontinuidades com uma forte presença de água. A estabilidade também é comprometida devido à existência de pequenas lentes de minério que não são lavradas, no entorno das escavações, criando zonas de fraqueza no maciço, responsáveis pela queda de chocos.

Além da queda de blocos de minério em zonas de descontinuidades da mina, a instabilidade dos corpos em Vazante, assim como discorrem Charbel et al. (2016), gera uma diluição não planejada, com a contaminação do minério por material abaixo do teor de corte, provindo dos desplacamentos das rochas encaixantes do overbreak verificado nos realces da mina.

Como expresso por Santos (2018) há ainda que se considerar que a área de Vazante sofre intervenção do rebaixamento de nível d'água subterrânea, procedimento necessário ao avanço da lavra de minério em profundidade, induzindo com o avanço da operação, altas vazões nos condutos das galerias da mina. As vazões medidas geram fluxo preferencial de águas subterrâneas e impactam negativamente na segurança da escavação.

Devido à variabilidade de estabilidade do maciço rochoso, são utilizados ao longo da escavação diferentes tipos de suporte. De acordo com Henrique e Costa (2020), os tipos de contenção mais utilizados em Vazante são os tirantes com resina, tirantes expansíveis swellex, cabeamento e concreto projetado. No caso de rochas alteradas devido a percolação de água são utilizadas cambotas.

Os autores constataram duas galerias que estão no mapeamento de instabilidade da mina e são consideradas de alto risco com rochas muito alteradas:

1. Galeria 420 GTN de classe V com resistência aproximada de 70 MPa de acordo com a classificação geomecânica da mina, contendo pequenas fendas no teto e pequenos blocos rochosos, com presença de muito barro e argila, e pouca presença de água. O *Scaler* não é utilizado no saneamento devido à baixíssima resistência, sendo substituído por uma retroescavadeira para limpeza e raspagem de blocos soltos.

2. Galeria de pesquisa 326 GPN, escavada no filito preto, com resistência de 50 MPa a 100 MPa, de classe IV de acordo com a classificação geomecânica da mina, com pouca

presença de água, o que não interfere nos processos de atividades da frente. O saneamento na galeria é feito com *Scaler* apenas na derrubada de pequenos blocos já que o filito é de fácil ruptura.

Assim como mostra figura 48, os testemunhos de sondagem da galeria 420 GTN, identificaram inúmeros fragmentos comprovando o alto nível de alteração da rocha, com presença de fendas, água e barro.

Figura 48 - Testemunhos de sondagem Nível 420 GTN, Vazante (Henrique e Costa, 2020).

Furos de sondagem também foram realizados na galeria de pesquisa 326 GPN tornando possível interpretar vários perfis geotécnicos da rocha, e através da extensometria foram medidos os deslocamentos das galerias após as detonações da frente de lavra.

Apesar de baixas, as deformações identificadas nas galerias são mostradas nas tabelas 15 e 16, sendo os valores negativos referentes às deformações cíclicas, quando após deformação, o maciço rochoso retorna ao seu estado anterior.

Tabela 15 - Deslocamento da galeria 420 GTN após detonação de frente em Vazante (Henrique e Costa, 2020).

DIA	ERRO RELATIVO (%)	DESLOCAMENTO (mm)
04/jul	3,7	22,92
11/jul	4,3	30,54
18/jul	3,9	11,73

Tabela 16 - Deslocamento da galeria 326 GPN após detonação de frente em Vazante (Henrique e Costa, 2020).

DIA	ERRO RELATIVO (%)	DESLOCAMENTO (mm)
04/jul	2,9	33,12
11/jul	4	-33,78
18/jul	2	-11,87

Tomando como base os sistemas de classificação geomecânica Q, de Barton e RMR, de Bieniawski, os autores criaram uma classificação geomecânica da mina de Vazante, presente na tabela 17, relacionando os elementos de suporte necessários nas diferentes classes das rochas com os seus respectivos custos:

Tabela 17 - Comparativo dos suportes da mina de Vazante (Henrique e Costa, 2020).

SUPORTE	RESISTÊNCIA	UTILIZAÇÃO (CLASSE ROCHA)	CUSTOS (JAN-JUL)
Tirante com Resina	25 ton	II-A, II-B, III-A, III-B, IV-A, IV-B, VI	R$ 911.237,23
Tirante swellex	11 ton	Escavações temporárias	R$ 169.074,44
Concreto projetado	28 ton	IV-A, IV-B, V, VI	R$ 1.260.891,47
Cable Bolts	25 ton	Realces	R$ 117.812,01
Cambotas metálicas	5 ton	V	R$ 28.000,00
Telas Metálicas	3 ton	IV-A, IV-B, V	R$ 18.263,00
Enfilagem	8 ton	V	R$ 42.335,56

Henrique e Costa (2020) definiram que para a galeria 420 GTN seria necessário a associação de mais de um elemento de suporte. Somente o tirante resinado, ou swellex não estabilizariam a rocha corretamente devido ao material argiloso do maciço.

A contenção utilizada e aplicada será enfilagem com vergalhões de 6 a 9 m, espaçados de 20 a 30 cm, mais cambotas metálicas espaçadas de 0,75 cm a 1,5 m e tela metálica quadrada entre as cambotas com concreto projetado preenchendo os espaços vazios (...) Custo mensal de R$ 192.784,29 gastos com 120 m avançados de contenção na galeria. (Henrique e Costa, 2020).

Assim como na outra galeria de estudo, devido ao nível de fraturamento do maciço, a galeria 326 GPN necessitou de utilizar mais de um mecanismo de suporte. Para ela, os autores definiram: atirantamento sistemático no teto com espaçamento no teto, malha "pé de galinha" 1,5 m x 1,5 m, com tirantes de resina 1" x 2,40 m, mais 5 cm de concreto projetado com fibra com um custo mensal de R$ 310.304,10 para os mesmos 120 metros de avanço com contenções.

Apresentam-se nas tabelas de Henrique e Costa (2020) os custos dos suportes instalados na unidade de Vazante realizados de janeiro a julho de 2019. Junto a elas, segue tabela 18 com os gastos acumulados com fortificação das escavações subterrâneas de Papomono medidos em setembro de 2018.

A fim de estabelecer semelhanças e indicar possíveis desvios nos procedimentos de sustentação dos maciços rochosos das duas minas e por falta de dados suficientes para realizar análises mais precisas, algumas variáveis importantes serão aproximadas ou desestimadas.

Os custos de Vazante referentes aos outros elementos de fortificação como tirantes swellex, cambotas metálicas e enfilagem não serão aqui expostos por não serem significativos no que tange à comparação dos dados das duas minas.

Tabela 18 - Gasto acumulado com fortificação em PPMN, 09/2018.

GASTO ACUMULADO (SETEMBRO 2018)					
MATERIAL	UNIDADE	QTD.	CUSTO ($)	CUSTO (R$)	TOTAL (R$)
TELA MFI BIZCOCHO	M^2	901,5	$2.401,95	R$ 17,29	R$ 15.590,59
TELA ACMA C139	M^2	50	$1.416,00	R$ 10,20	R$ 509,76
SHOTCRETE S/FIBRA	M^3	0	$15.824,00	R$ 113,93	R$ 0,00
SHOTCRETE C/FIBRA	M^3	468	$51.416,25	R$ 370,20	R$ 173.252,20
PARAFUSO HYDRABOLT	UN.	72	$9.579,00	R$ 68,97	R$ 4.965,75
PARAFUSO HELICOIDAL	UN.	881	$5.240,00	R$ 37,73	R$ 33.238,37

A tabela 19, por sua vez, apresenta os gastos consolidados da empresa com aplicação de concreto projetado nos sete primeiros meses do ano de 2019.

Tabela 19 - Gasto realizado com concreto projetado em Vazante de janeiro a julho de 2019 (Henrique e Costa, 2020).

Concreto Projetado	**Realizado de janeiro a julho (2019)**
Cimento 50Kg (23748 sacos)	R$ 516.061
Areia Lavada (1379 m^3)	R$ 152.020,00
Brita (1075 $m^{3)}$	R$ 89.741,47
Aditivo Meyco (73.680 Lts)	R$ 172.329
Aditivo Reobuild (17523 sacos)	R$ 84.162
Fibra Dramix (39000 peças)	R$ 232.006
Aditivo Estabilizer (2769 m)	R$ 14.572
Total	R$ 1.260.891,47

Dividindo o gasto total acumulado da Nexa nos primeiros sete meses de 2019 obtemos para o concreto projetado um custo médio mensal de R$180.127,353.

A tabela 20 mostra o gasto acumulado com a aplicação de concreto projetado em Papomono em todo o ano de 2018.

Tabela 20 - Gasto acumulado com Concreto Projetado em PPMN, 2018.

GASTO ACUMULADO (SETEMBRO 2018)					
MATERIAL	UNIDADE	QTD.	CUSTO ($)	CUSTO (R$)	TOTAL (R$)
SHOTCRETE C/FIBRA	M^3	468	$51.416,25	R$ 370,20	R$ 173.252,20

Apesar de reconhecer as diferenças nos processos e a possível interferência no câmbio monetário, com o objetivo de simplificar a comparação, tomou-se como de mesmo valor, a mistura, os aditivos e as fibras utilizadas no concreto projetado nas duas minas. Assim, o valor de R$173.252,20 gasto em projeção de concreto no mês de setembro de 2018 em Papomono é bem próximo, mas inferior ao que se gasta em média em um mês em Vazante.

Mesmo não possuindo informações mais precisas acerca do custo unitário e das dimensões e especificações da Tela Bematel aplicada em Vazante, o comparativo em valores se apresenta como uma alternativa coerente para dimensionar a utilização deste tipo de suporte nas respectivas minas.

Por meio da tabela 21 é possível mensurar uma média mensal de R$2609,00 na aplicação desse suporte de superfície. Desconsiderando possíveis interferências relacionadas ao câmbio monetário e utilizando os dados de setembro de 2018 dos gastos com telas em Papomono, conforme tabela 22, percebe-se com clareza a maior necessidade desta contenção na mina chilena. O valor somado dos dois tipos de tela (Bizcocho e ACMA) é de aproximadamente 16 mil reais sendo 6 vezes maior do que o gasto mensal da Nexa.

Tabela 21 - Custo com telas metálicas em Vazante, janeiro a julho de 2019 (Henrique e Costa, 2020).

Tabela 9- Custo Telas Metálicas

Tela Metálica	Realizado de janeiro a julho (2019)
Tela Bematel (800Kg)	R$ 18.263,00
Total	R$ 18.263,00

Tabela 22 - Gasto acumulado com suporte em telas. PPMN, 2018.

GASTO ACUMULADO (SETEMBRO 2018)					
MATERIAL	UNIDADE	QTD.	CUSTO ($)	CUSTO (R$)	TOTAL (R$)
TELA MFI BIZCOCHO	M²	901,5	$2.401,95	R$ 17,29	R$ 15.590,59
TELA ACMA C139	M²	50	$1.416,00	R$ 10,20	R$ 509,76

Já no atirantamento, de acordo com a tabela 23, o valor médio mensal em Vazante foi de aproximadamente 130 mil reais. Considerando para PPMN, conforme tabela 24, o valor mensal de R$38.204,12 (somando Parafuso Hydrabolt e Parafuso Helicoidal), nota-se o maior investimento da Nexa em ancoragens deste modelo.

Não há informações disponíveis acerca do comprimento do furo em Vazante, mas o comprimento do tirante é de 2,40 metros, similar ao comprimento dos tirantes utilizados em Papomono de 2,70 metros.

Tabela 23 - Custo com atirantamento em Vazante, janeiro a julho de 2019 (Henrique e Costa, 2020).

Atirantamento (Resina)	Realizado de janeiro a julho (2019)
Perfuração	14061 metros perfurados e instalados
Resinas PL e PR (86090 cartuchos)	R$ 261.509,00
Tirantes 2,40m (16086 peças)	R$ 620.304,23
Chapas (9666 chapas)	R$ 29.424
Total	R$ 911.237,23

- Custo Tirante com Resina

Mesmo ao não se considerar o acréscimo de custo mensal proveniente das resinas utilizadas, o valor em Vazante se apresenta bem superior indicando uma possível maior taxa de utilização deste elemento por essa mina.

Tabela 24 - Gasto acumulado com atirantamento (parafusos) em PPMN, 2018.

GASTO ACUMULADO (SETEMBRO 2018)					
MATERIAL	UNIDADE	QTD.	CUSTO ($)	CUSTO (R$)	TOTAL (R$)
PARAFUSO HYDRABOLT	UN.	72	$9.579,00	R$ 68,97	R$ 4.965,75
PARAFUSO HELICOIDAL	UN.	881	$5.240,00	R$ 37,73	R$ 33.238,37

6. CONCLUSÕES

A primeira conclusão permitida por este trabalho diz respeito ao reconhecimento de que, para se avaliar o sistema de suporte empregado numa escavação subterrânea, é necessário realizar estudos acurados sobre assuntos que dão fundamento a essa avaliação. Entre esses tópicos, ressalta-se o dos métodos de classificação dos maciços rochosos, com os índices e parâmetros deles derivados ou a eles associados.

Cumpriu-se o objetivo de qualificar os fatores que influenciam na estabilidade de um grupo restrito e representativo de três minas subterrâneas no país e de identificar os diferentes projetos de sustentação destas escavações subterrâneas, discorrendo acerca da interação dos maciços rochosos em estudo com os mecanismos de sustentação selecionados.

Dados apresentados e discorridos neste trabalho apontaram para a importância e seriedade do problema envolvendo o controle das dimensões originais das escavações subterrâneas. Identificada a dificuldade em tratar as sobreescavações causadas por fatores naturais e induzidos, é necessário que se invista tempo e recursos financeiros a fim de buscar novas alternativas para prevenir e corrigir esse desvio tão perigoso.

Torna-se evidente a necessidade de incentivos à pesquisas que envolvam o avanço dos conhecimentos de mecânica das rochas e de geotecnia local, de modo a produzir alternativas para o tratamento do *overbreak*, com a introdução de novas tecnologias e materiais, como por exemplo as espumas expansivas de poliuretano que tem evoluído e possivelmente se apresentarão como um caminho viável para tratamento deste problema.

O correto entendimento da capacidade produtiva da mina, dos mecanismos de rupturas aos quais está submetida e das capacidades e princípios de atuação dos elementos de suporte instalados, permitirá a redução considerável do risco do projeto, além de minimizar os retrabalhos por meio da instalação do suporte adequado na escala do tempo da operação, gerando ainda importantes economias financeiras para as empresas.

Entre os elementos de estabilização disponíveis e ou suas combinações, sugere-se também a realização de ensaios e análises laboratoriais para determinação das capacidades de absorção de cada elemento de modo a se obter parâmetros confiáveis para simulações numéricas que irão mensurar os parâmetros de aplicação operacional em beneficio da estabilidade geotécnica.

Por sua vez, é indispensável que se evolua no monitoramento das escavações subterrâneas, com controles diários e automatizados dos movimentos dos maciços rochosos ao longo de descontinuidades, das deformações dos elementos de suporte ou enchimento, da subsidência e convergência das paredes da escavação e de eventos sísmicos.

Sabe-se, todavia, que a permanente condição de redistribuição de tensões e diminuição de teor às quais estão submetidas as escavações subterrâneas, dificulta o processo de definição dos métodos de explotação utilizados.

Conforme mostrado neste trabalho, as minas em estudo passaram por uma ou mais modificações no projeto de lavra influindo diretamente na definição e quantificação dos mecanismos de estabilização a serem empregados. Esta condição de incerteza é um obstáculo para que sejam dispostas mais informações para uma compreensão mais eficaz do problema.

Sendo assim, é necessário estabelecer critérios que investiguem de maneira constante o comportamento do maciço rochoso com monitoramento frequente e em tempo real de parâmetros pré-estabelecidos e referentes às condições originais da escavação. A análise destes parâmetros possibilitará a geração de dados que poderão ser simulados em programas computacionais, agilizando a visualização de soluções em casos de situações com eminência de ocorrência de desabamentos, atuando de forma preventiva, e não somente corretiva.

Dessa forma, é imprescindível que nos próximos anos mais projetos sejam iniciados e divulgados publicamente de modo a viabilizar uma classificação padronizada a partir da qual poderão ser realizadas alterações e adaptações para cada situação específica sob a qual está sujeita a escavação subterrânea em estudo.

7. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

A Folha da Caraíba – Ano 01 – Edição Nº 02, 2018. Disponível em: <http://minacaraiba.com/documentos/>

A Folha da Caraíba – Ano 01 – Edição Nº 04, 2018. Disponível em: <http://minacaraiba.com/documentos/>

AGUIAR, J. C. N. M (2010) - Calibração de uma Classificação de Suportes de Túneis com o Obtido em Modelo. FEUP, Faculdade de Engenharia, Universidade do Porto.

ALVARENGA, J. F (2012) - Estudo de Índices Operacionais da Lavra Subterrânea no Brasil. Dissertação. Mestrado. DEMIN/EM/UFOP.

BARBOSA, E. S. (2008) – Avaliação de Suporte com Cabos de Aço na Mina Cuiabá (Sabará/MG). NUGEO. UFOP.

BHERING, A. P. (2009) - Classificação do Maciço Rochoso e Caracterização das Brechas da Mina Subterrânea de Vazante – MG. Dissertação. Universidade Federal de Viçosa. UFV.

CHARBEL, P. A; CARVAJAL, H; E. M; DE FARIAS, M. M; DE ASSIS, A. P (2016) - Caracterização Geológico-Geotécnica da Mina Subterrânea de Vazante. Simpósio Brasileiro de Mecânica das Rochas – SBMR.

DNPM – Departamento Nacional de Produção Mineral - Norma Reguladora de Mineração – NRM-05. Disponível em: <https://www.dnpm-pe.gov.br/Legisla/nrm_05.htm>

FILHO, A. H. R. (2011) - Aumento da Recuperação de Lavra na Mineração Caraíba S/A – Jaguarari – Bahia. II Congresso Brasileiro de Mina a Céu Aberto e Mina Subterrânea.

FREITAS, J. P. S (2016a) - Estudo na Mina Caraíba. Disponível em: <https://pt.scribd.com/document/333754456/Estudo-Na-Mina-Caraiba-Joao-Paulo>

FREITAS, J. P. S (2016b) - Elaboração do Modelo Geomecânico Tridimensional para a Reavaliação e Setorização Geotécnica dos Realces da Mineração Caraíba. Dissertação. Mestrado. NUGEO. UFOP.

GALINDO, M. H (2019) – Desafios para a integração das informações de planejamento, manutenção e operação de uma mina subterrânea. – USP.

GERMANI, D. J (2002) – A Mineração no Brasil. Centro de Gestão e Estudos Estratégicos. Disponível em: <https://www.finep.gov.br/images/a-finep/fontes-de-orcamento/fundos-setoriais/ct-mineral/a-mineracao-no-brasil.pdf>

GONÇALVES, I. G; NETO, R. O; DE SOUZA, L. E; ABICHEQUER, L. A; FABRÍCIO, J. F. (2015) - Análise e Interpretação de Parâmetros de Qualidade de Maciço para Proposição de Modelo Geomecânico – UFSM.

HEIDER, M. (2017) - Visão da mineração subterrânea no Brasil. In the Mine, n.66, p.13-16. Disponível em: <http://inthemine.com.br/site/wp-content/uploads/2017/04/ITM.66.Mercado.pdf>

HENRIQUE, L; COSTA, L. V. (2020) - Dimensionamento dos Suportes em Escavações Subterrâneas em uma Mina de Zinco. Humanidades & Tecnologia Em Revista (Finom) - Issn: 1809-1628. Ano XIV, Vol. 22.

HOEK, E., READ, J., KARZULOVIC, A., CHEN, Z. Y. (2000) - Rock Slopes in Civil and Mining Engineering. International Conference on Geotechnical and Geological Engineering.

INGEROC: Selección Métodos De Explotación Para Proyecto Tres Valles – Sectores Masivo Y Slc (2016).

LIMA, R. R. (2005) - Análise de Tensões no Método de Lavra Abatimento em Subníveis, Mina Ipueira 4, Andorinha, Bahia. Dissertação (Mestrado em Exploração Petrolífera e Mineral) – Pós-Graduação em Exploração Petrolífera e Mineral, Centro de Tecnologia e Recursos Naturais, Universidade Federal de Campina Grande, Paraíba, Brasil, 2005.

MIRANDA, A. M. K; DE SOUZA, P. Y (2012) - Aumento da Produtividade no Desenvolvimento de Galerias. 7º Congresso Brasileiro de Mina Subterrânea.

NEXA Resources S.A Relatório Anual, 2017. Disponível Em: <https://www.nexaresources.com/pt/documents/nexa_ra2017_port_mobile.pdf>

OLIVEIRA, M. M. (2012) - Dimensionamento Empírico de Realce em Sublevel Stoping. Dissertação. Mestrado, Universidade Federal de Minas Gerais. UFMG.

PENA, L. (2016) - Aplicação de Cordoalhas para Suporte de Minas Subterrâneas (Cable Bolt). Disponível em: <http://mineracaoemfoco.blogspot.com/2016/12/aplicacao-de-cordoalhas-para-suporte-de.html>

PEREIRA, F. B (2016) – Interpretação do Overbreak da Rampa Fonte Grande Sul (Mina Cuiabá) e sua Interação com o Sistema de Suporte. Dissertação. Mestrado. NUGEO. UFOP.

ROCIO, A. R. R; DA SILVA, M. M; DE CARVALHO, P. S. L; CARDOSO, J. G. R (2012) - Perspectivas atuais da Indústria de Cobre no Brasil. BNDES Setorial 36, p. 397-428.

RODRIGUES, A. F. S; HEIDER, M.; FONSECA, D. S. – Cobre. Economia Mineral Brasileira, Departamento Nacional de Produção Mineral (DNPM), 2009.

SANTOS, M. V (2018) - Proposta de um Gráfico de Estabilidade para os realces da Mina de Vazante por Métodos não Paramétricos. CEFET/MG.

SILVA, J. M. (2018) - Sustentação de Escavações Subterrâneas Civis e de Mineração. In The Mine, n.73, p. 31-33 <https://www.inthemine.com.br/site/sustentacao-de-escavacoes-subterraneas-civis-e-de-mineracao/>

SILVA C. R. (2019) – Análises Computacionais dos Comportamentos do Revestimento em Concreto Projetado na Mina Cuiabá – Sabará/MG. Dissertação. Mestrado. EM/UFOP.

STEWART, S.B.V., FORSYTH, W.W. (1995) - The Mathews method for open stope design. CIM Bulletin, 88.

TEIXEIRA, D. C (2018) - Benefícios com a Utilização de Rejeitos em Enchimento de Minas Subterrâneas - Uma Visão Geotécnica e Sustentável. Monografia. DEMIN/EM/UFOP.

TERZAGHI, K. (1946) - Rock defects and loads on tunnel supports. Cambridge: Harvard University.

TROPIA, I. R (2013) – Análise das Tensões in situ em Ambiente de Lavra Subterrânea – Mina Cuiabá – Sabará/MG. Dissertação. Mestrado. NUGEO. UFOP.

UBQ. Case Gmc | Anglogold Ashanti: Aumento da Capacidade de Concreto Projetado na Mina Cuiabá (2018). Disponível em: <https://ubq.org.br/2018/07/20/case-gmc-anglogold-ashanti-aumento-capacidade-concreto-projeto-mina-cuiaba/>

VILAS BOAS, F. A. (2018) – Relatório de Estágio Supervisionado Minera Tres Valles, Salamanca – Coquimbo, Chile. DEMIN/EM/UFOP.

ZENOBIO, A. A; CHAVES, S. S; PAREDES, J. P; SANTOS, Y. L. O. P; JUNIOR, A. F. A. (2016) - Proposição de Adequação da Equação de Correlação RMR-Q para o Quadrilátero Ferrífero. Simpósio Brasileiro de Mecânica das Rochas – SBMR.