

# ANÁLISE E INTERPRETAÇÃO DE PARÂMETROS DE QUALIDADE DE MACIÇO PARA PROPOSIÇÃO DE MODELO GEOMECÂNICO

*Juliana Fernandes Fabricio*

*Orientador: Profª. Msc. Luciana Arnt Abichequer*

## RESUMO

Antes da abertura de qualquer empreendimento mineiro, seja ele a céu aberto ou subterrâneo, deve-se ter o conhecimento das características geomecânicas do maciço no qual irá se trabalhar. Para obter informações dessas características, utiliza-se os chamados sistemas de classificação. Estes sistemas reúnem as informações necessárias e propõem um índice para a qualificação dos maciços rochosos. O presente artigo apresenta a metodologia adotada na qualificação do maciço rochoso de um depósito de chumbo e zinco, através do sistema de classificação *Rock Mass Rating* (RMR), para proposição de um modelo geomecânico. Através da análise de 50 furos de sondagem com suas respectivas descrições geológicas foi possível criar o modelo geológico do depósito, fazendo assim, o reconhecimento das unidades presentes na área de estudo. Foram identificadas 4 unidades: arenito, conglomerado, ritmito e minério. Além disso, foram coletadas informações referentes aos 6 parâmetros, pelos quais o RMR se baseia, nos furos de sondagem. Após serem determinados os valores de RMR ao longo de todos os furos, estimou-se os mesmos dentro de cada unidade, através da krigagem de indicadores. A partir dos resultados da estimativa foi possível obter o modelo geomecânico. No modelo geomecânico proposto foi observada a predominância da classe II (maciço bom) em todas as unidades. Já na base do modelo houve predominância das classes III e IV (maciço razoável e fraco respectivamente) devido à presença de brechas.

*Palavras-chave:* modelo geomecânico, sistemas de classificação, caracterização geomecânica.

## 1 Introdução

Na fase preliminar de um projeto mineiro, depois de provada a pré-viabilidade do projeto, escolhas como o tipo de lavra e o método a ser utilizado são fundamentais. Para que estas escolhas sejam feitas de forma correta, econômica e segura é preciso ter conhecimento das características geomecânicas tanto do corpo de minério, quanto de suas rochas encaixantes. Para obter informações dessas características, a utilização de um sistema de classificação do maciço rochoso pode ser de grande valia para, inicialmente, estimar a qualidade do pacote rochoso.

Os sistemas de classificação são utilizados para caracterizar os maciços rochosos através de um conjunto de propriedades identificadas por observação direta e ensaios realizados *in situ* e/ou em amostras recolhidas em sondagens. A finalidade destas classificações consiste em sistematizar o conjunto de elementos geotécnicos em classes, associando a essas classes um padrão de comportamento. A maioria dos sistemas de classificação foi desenvolvida a partir de estudos de casos da engenharia civil (Wickham *et al* (1972), Bieniawski (1973, 1989) e Barton *et al.* (1974)). Ao longo de muitos anos, diversos métodos de classificação foram desenvolvidos e aprimorados adequando sua utilização em empreendimentos mineiros tanto subterrâneos quanto a céu aberto (Bieniawski, 1989).

O presente artigo tem por objetivo propor um modelo geomecânico para a área de estudo utilizando parâmetros de qualidade do maciço rochoso, segundo o Sistema RMR “Rock Mass Rating”. O modelo geomecânico irá auxiliar no conhecimento da distribuição espacial das características de qualidade do pacote, possibilitando a estruturação de taludes de acordo com as diferentes características de qualidades da área. Para atender ao objetivo proposto foram utilizados dados de campo, análises de laboratório, assim como a utilização da Krigagem de Indicadores (Journel, 1983) para estimar o RMR em locais não existentes.

O sistema empírico RMR, ou também conhecido como Classificação Geomecânica, foi sugerido por Bieniawski (1973). Ao longo dos anos, o método foi aperfeiçoado para aplicações em diferentes áreas e sofreu mudanças significativas nas avaliações atribuídas a diferentes parâmetros. Neste trabalho será utilizada a última versão, também sugerida por Bieniawski (1989) que se baseia no princípio da atribuição de pesos aos seis parâmetros que o autor considerou contribuírem mais significativamente para o comportamento dos maciços rochosos: (i) resistência à compressão uniaxial da rocha intacta ou índice de compressão puntiforme; (ii) RQD (“Rock Quality Designation”); (iii) espaçamento entre as descontinuidades; (iv) condição das descontinuidades; (v) influência da água subterrânea e (vi) orientação das descontinuidades.

O RMR é um dos sistemas mais utilizados para estimar a qualidade dos maciços rochosos em projetos mineiros atualmente, pois ele auxilia na estruturação do projeto, proporcionando uma escavação estável tanto para minas subterrâneas, quanto para céu aberto.

## 2 Estado da Arte

### 2.1 Sistemas de Classificação

Segundo Hoek *et al.* (2000) é nas primeiras fases de estudo de um projeto, onde ainda é pouco o conhecimento sobre as características do maciço rochoso, que o uso dos sistemas de classificação traz grandes benefícios, e, serve como um *check-list* que assegura que todas as informações geotécnicas relevantes sejam consideradas. Contudo, o autor ressalta que a utilização da classificação não deve, e nem pode, ser a única fonte de informação na elaboração do projeto.

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

De acordo com Bieniawski (1989) os objetivos da classificação do maciço rochoso são:

- identificar os parâmetros mais importantes que influenciam o comportamento do maciço rochoso;
- dividir o maciço rochoso em grupos de comportamento mecânico similar;
- fornecer uma base sólida para a compreensão das características do maciço;
- relacionar a experiência de condições da rocha em um local com as condições e experiências encontradas em outros locais;
- obter os parâmetros quantitativos e as diretrizes para o projeto de engenharia e;

- fornecer uma base comum para uma comunicação efetiva entre as pessoas envolvidas com a geomecânica.

A primeira referência ao uso de classificação dos maciços rochosos foi feita por Terzaghi (1946). Nessa classificação, o maciço rochoso foi dividido em categorias de comportamento pela descrição qualitativa e utilizado para fins de escavação e suporte em túneis ferroviários. Segundo Stewart e Forsyth (1995), Terzaghi (1946) criou o que se entende como o primeiro método racional para classificar maciços rochosos. Quase todos os métodos subsequentes utilizam ou fazem referência ao método proposto por Terzaghi.

Lauffer (1958, *apud* Hoek *et al.*, 2000) introduziu o conceito de tempo de auto-sustentação (*stand-up time*) para um vão livre sem suporte, relacionado com a qualidade do maciço rochoso. A classificação original de Lauffer, desde então, tem sido modificada por vários autores, nomeadamente Pacher *et al.* (1974), e agora faz parte da abordagem de abertura de túneis conhecido como o método *New Austrian Tunneling*. O método *New Austrian Tunneling* inclui uma série de técnicas para que o processo de abertura de túneis seja seguro em condições de rocha em que o tempo de auto sustentação é limitado antes de ocorrer a falha.

Deere (1964) propôs o primeiro índice quantitativo para descrever a qualidade do maciço rochoso denominado *Rock Quality Designation* (RQD). Inicialmente desenvolvido para ser um sistema de classificação para construção de túneis e estimar suportes, passou a ser usado como parâmetro padrão para diversas outras classificações mais modernas. Segundo Deere & Deere (1988) o RQD foi proposto em uma época onde a informação sobre a qualidade da rocha era obtida apenas por descrições geológicas dos maciços, ou através da porcentagem de recuperação de furos de sondagem. O método consiste em medir a porcentagem de rocha “intacta” contida no testemunho de sondagem proveniente de um avanço em uma sondagem rotativa diamantada.

Wickham *et al.* (1972, *apud* Hoek *et al.*, 2000) desenvolveram um método quantitativo de descrever a qualidade de um maciço rochoso com base na classificação RSR (Rock Structure Rating), e introduzem o conceito de classificar os maciços a partir de notas atribuídas a cada uma de suas características, definindo um valor numérico total (RSR) para cada classe. Os parâmetros avaliados nesta classificação incluem a geologia do maciço (tipo de rocha, dureza e estruturas), a geometria das descontinuidades (espaçamento, orientação e relação com a direção da escavação) e o efeito da ação das águas subterrâneas.

Em 1973, Bieniawski desenvolve o Sistema RMR, enquanto Barton *et al.* (1974) desenvolvem o Sistema Q. Ambos utilizam a ideia de classificação do maciço com atribuição de notas, e se baseiam na experiência obtida em casos históricos. São os sistemas de classificação geomecânica mais utilizados atualmente.

O sistema Q de classificação de maciço rochoso foi baseado na análise de 212 casos históricos de túneis, dos quais mais de 30 casos incluíam túneis permanentemente sem suportes. Este sistema avalia numericamente a qualidade do maciço rochoso usando os seguintes parâmetros: RQD, número de famílias de juntas, rugosidade das juntas, grau de alteração e preenchimento das juntas, fluxo interno d’água e condições de tensões com o objetivo de determinar o tipo de suporte necessário para um túnel, a partir da relação entre a classificação do maciço, a dimensão do vão e sua finalidade.

### 2.1.1 Sistema de classificação RMR

Bieniawski (1973) publicou os detalhes de uma classificação do maciço rochoso chamada Classificação Geomecânica ou Rock Mass Rating (RMR). Esta classificação foi

definida a partir de dados e relatos de autoria do próprio autor. Inicialmente foi desenvolvido para dimensionamento e execução de obras subterrâneas, no entanto, rapidamente, surgiram diversas aplicações na estabilidade de taludes (Castro, 2004). O RMR sofreu mudanças significativas ao longo dos anos com revisões em 1974, 1975, 1976 e 1989. Apesar das várias modificações no sistema RMR, os princípios básicos continuam os mesmos e, atualmente, a comunidade científica mostra uma preferência em utilizar as versões apresentadas em 1976 e 1989.

A classificação geomecânica é baseada no princípio da atribuição de pesos aos seis parâmetros que Bieniawski considerou contribuírem mais significativamente para o comportamento dos maciços rochosos:

- resistência à compressão uniaxial da rocha intacta ou índice de compressão puntiforme;
- RQD (“*Rock Quality Designation*”);
- espaçamento entre as descontinuidades;
- condição das descontinuidades;
- influência da água subterrânea;
- orientação das descontinuidades.

O somatório dos pesos atribuídos a cada um destes parâmetros constitui um índice, que corresponde a uma das cinco classes de qualidade de maciços, consideradas pelo autor. Nas Tabelas 1, 2 e 3 encontram-se os parâmetros e seus respectivos pesos. Na Tabela 4 estão as classes do RMR.

Na aplicação desta classificação, o maciço rochoso é dividido em zonas estruturais que são classificadas separadamente. Os limites destas zonas geralmente coincidem com as principais características estruturais do maciço (Bieniawski 1984,1989), como falhas e tipos de rocha. Dentro do mesmo tipo de rocha, as mudanças significativas no espaçamento das descontinuidades, ou das características destas, podem obrigar à subdivisão do maciço rochoso em números de zonas estruturais de menor dimensão.

Segundo Bieniawski (1989), o RMR é um sistema de aplicação simples, e os parâmetros utilizados são facilmente obtidos em furos de sondagem ou em mapeamentos geológicos. O autor não recomenda utilizar a classificação caso não se disponha de todos os dados.

*Tabela 1: Parâmetros do RMR*

Parâmetros			Coeficientes						
1	Resistência da rocha intacta	Point Load	> 10 Mpa	4-10 Mpa	2-4 Mpa	1-2 Mpa	Ver compressão		
		Compressão Uniaxial	> 250 Mpa	100-250 Mpa	50-100 Mpa	25-50 Mpa	5-25 Mpa	1-5 Mpa	< 1 Mpa
	Pesos		15	12	7	4	2	1	0
2	R.Q.D.		90-100 %	75-90 %	50-75 %	25-50 %	< 25 %		
	Pesos		20	17	13	8	3		
3	Espaçamento médio		> 2 m	2-0.6 m	0.6-0.2 m	0.2-0.06 m	< 0.06 m		
	Pesos		20	15	10	8	5		
4	Condição das descontinuidades (Ver Tabela 2)		Superfícies muito rugosas, não contínuas, sem separação, paredes de rocha não alteradas	Superfícies ligeiramente rugosas, separação < 1 mm, paredes ligeiramente alteradas	Superfícies ligeiramente rugosas, separação < 1 mm, paredes muito alteradas	Superfícies polidas ou enchimento com espessura < 5 mm ou juntas contínuas com separação 1-5 mm	Enchimento mole com espessura > 5 mm ou juntas contínuas com separação > 5 mm		
	Pesos		30	25	20	10	0		

Tabela 2: Condição das descontinuidades

Comprimento da descontinuidade (persistência)	< 1 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	> 20 m
Pesos	6	4	2	1	0
Separação (abertura)	Nenhuma	< 0.1 mm	0.1-1.0 mm	1-5 mm	> 5 mm
Pesos	6	5	4	1	0
Rugosidade	Muito rugoso	Rugoso	Ligeiramente rugoso	Quase liso	Liso
Pesos	6	5	3	1	0
Enchimento	Nenhum	Duro com espessura < 5 mm	Duro com espessura > 5 mm	Mole com espessura < 5 mm	Mole com espessura > 5 mm
Pesos	6	4	2	2	0
Grau de alteração	Não alteradas	Ligeiramente alteradas	Moderadamente alteradas	Muito alteradas	Em decomposição
Pesos	6	5	3	1	0

Tabela 3: Parâmetros do RMR

5	Presença de água	Caudal por 10 m de comprimento do túnel	nenhum	< 10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	> 125 l/min
		Relação pressão da água vs tensão principal máxima	0	< 0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	> 0.5
		Condições gerais	Completamente seco	Água intersticial	Húmido	Escorimentos	Entrada de água
Pesos		15	10	7	4	0	
6	Orientação das descontinuidades	Muito Favorável	Favorável	Razoável	Desfavorável	Muito desfavorável	
	Pesos	Túneis e minas	0	-2	-5	-10	-12
		Fundações	0	-2	-7	-15	-25
Taludes		0	-5	-25	-50	-60	

Tabela 4: Classes do RMR

Peso global	100-81	80-61	60-41	40-21	< 21
Classe	I	II	III	IV	V
Descrição	Maciço rochoso muito bom	Maciço rochoso bom	Maciço rochoso razoável	Maciço rochoso fraco	Maciço rochoso muito fraco

## 2.2 Geoestatística

A geoestatística calcula estimativas dentro de um contexto regido por um fenômeno natural com distribuição no espaço e, deste modo, supõe que os valores das variáveis, consideradas como regionalizadas, sejam espacialmente correlacionados. Devido a esta característica tem sido grande a sua aplicação principalmente para efetuar estimativas e/ou simulações de variáveis em locais não amostrados.

As técnicas de geoestatística procuram extrair, de uma aparente aleatoriedade dos dados coletados, as características estruturais probabilísticas do fenômeno regionalizado, ou seja, uma função de correlação entre os valores situados numa determinada vizinhança e direção no espaço amostrado. O método de estimativa básico utilizado é o da Krigagem.

Segundo Isaaks & Srivastava (1989), a estimativa por Krigagem está associada à abreviatura BLUE (*Best linear unbiased estimation*): *linear*, porque a estimativa é resultado

de uma combinação linear dos pesos atribuídos às amostras vizinhas; *unbiased* (não enviesada), porque a média do erro da estimativa é zero, ou seja, é um estimador não tendencioso, e *Best* (melhor), porque minimiza a variância de estimativa dos erros, produzindo uma boa estimativa. A estimativa de Krigagem e a variância de estimativa são calculadas utilizando o modelo de covariância (ou variograma) obtidos no estudo da continuidade espacial (variografia). O variograma é uma ferramenta básica de suporte às técnicas de krigagem, que permite descrever quantitativamente a variação espacial de um fenômeno regionalizado (Huijbregts, 1975). As formas mais usuais de Krigagem são a Krigagem Simples e a Krigagem Ordinária e entre os métodos não lineares destaca-se a Krigagem de Indicadores, a qual será utilizada neste artigo.

### 2.2.1 Krigagem de Indicadores

Segundo Landim & Sturaro (2002), as variâncias de Krigagem, sendo condicionadas apenas pelo arranjo geométrico dos pontos e, portanto, independentes dos valores das amostras, não são normalmente medidas de acurácia da estimativa local. Para satisfazer esta necessidade uma das soluções apontadas é a Krigagem de variáveis indicadoras, também chamada de Krigagem das Indicadores (KI). O enfoque passa a ser neste caso, não estimar valor, como na Krigagem Ordinária, mas sim definir áreas com maior ou menor probabilidade que um determinado evento ocorra (Oliveira, 2008).

O formalismo da KI foi apresentado por Journel (1983) como uma proposta para construir uma função de distribuição de probabilidades acumuladas para a estimativa de distribuições espaciais (Oliveira, 2008). Na KI é feita a estimativa de uma variável chamada indicadora obtida a partir de uma transformação realizada sobre outra variável. A variável indicadora indica se a variável sobre a qual a transformação é realizada pertence a uma dada classe de valores. Se pertencer, sua correspondente variável indicadora recebe o valor 1, e em caso contrário, o valor 0. Na KI é necessária a realização de uma transformação não linear sobre o conjunto  $Z(x)$  de dados amostrais, denominada codificação por indicação (Imai *et al.* 2003 in Oliveira, 2008).

Segundo Smith & Williams (1996), a variável indicadora fornece uma estimativa da distribuição acumulada condicionada (*CDF – conditional cumulative distribution*) em uma localização  $u$  para um dado limite ou parâmetro de corte  $z_x$ .

$$\begin{aligned} z_x: i(u; z_x) &= E\{l(u; z_x | (n))\} \\ &= Prob\{Z(u) \leq z_x | (n)\} \\ &= F(u; z_x | (n)) \end{aligned} \quad (1)$$

onde

$l(u; z_x)$  é a probabilidade de que a variável  $Z$  na localização  $u$  seja menor ou igual ao valor de corte  $z_x$ .

$i(u; z_x)$  é um estimador de  $l(u; z_x)$  condicionado ou baseado em  $n$  amostras disponíveis tomadas na vizinhança de  $u$ .

Uma vez que os dados de indicadores estão gerados e os variogramas de indicadores estão modelados, os modelos são aplicados em variáveis indicadoras utilizando um método de Krigagem Ordinária como a seguir:

$$\begin{aligned} F(u; z_x | (n)) &\cong [i(u; z_x)]^* \\ &= \sum_{j=1}^n \lambda_j(u; z_x) i(u; z_x) \end{aligned} \quad (2)$$

onde  $F(u; z_x | (n))$  é o valor estimado na localização  $u$  para o valor de corte  $z_x$ , baseado em  $n$  amostras vizinhas de  $u$ , e  $\lambda_j(u; z_x)$  para  $j=1,2,\dots,n$  são os ponderadores de krigagem, e  $F(u; z_x | (n))$  é a distribuição acumulada condicionada (CDF).

A codificação pode ser realizada tanto para uma variável contínua quanto para uma variável categórica. O resultado da KI dentro de uma área A é uma estimativa da probabilidade de uma variável  $Z(u')$  estar acima ou abaixo de um dado valor de corte no caso de uma variável contínua, ou da probabilidade de uma variável  $Z(u')$  pertencer a uma dada categoria no caso de uma variável categórica.

### 2.2.2 Aplicação de técnicas de krigagem para estimativa do RMR

Muitos autores utilizaram técnicas geoestatísticas para estimar parâmetros geomecânicos que determinam a qualidade do maciço rochoso (You & Lee (2006), Choi & Lee (2007), Choi *et al.* (2009), Stavropoulou *et al.* (2007), Exadaktylos & Stavropoulou (2008), Kaewkongkaew *et al.* (2011), Oh *et al.* (2004) e Matías Egaña & Julián M. Ortiz (2013)). O uso dessas técnicas têm aumentado no ramo da mecânica de rochas, pois estimar dados necessários em locais de difícil acesso é o que viabiliza o desenvolvimento de obras.

You & Lee (2006) incorporaram exploração geofísica, perfuração e dados de campo, ao longo de um alinhamento de um túnel, localizado na Coréia. Os autores aplicaram a técnica de Krigagem de Indicadores Múltipla às classes de RMR, antes da escavação e construção em três fases diferentes do túnel.

Choi & Lee (2007) e Choi *et al.* (2009) utilizaram a abordagem geoestatística para caracterizar a qualidade do maciço rochoso ao longo de um alinhamento do túnel, localizado em Kimhae City (Coréia). Os valores de RMR foram estimados usando a abordagem Krigagem Indicadora Anisotrópica Tridimensional, combinando campo e dados geofísicos de poços. Um método quantitativo para avaliar a incerteza do RMR estimado era proposto.

Stavropoulou *et al.* (2007) exploraram os dados de poços geológicos e geotécnicos obtidos na fase exploratória de um projeto de tunelamento para reproduzir a variabilidade espacial da qualidade do maciço rochoso (em termos de RMR). A Krigagem Ordinária foi usado para estimar os valores de RMR em torno dos túneis duplos projetados, com um comprimento total de 130 metros cada.

Exadaktylos & Stavropoulou (2008) investigaram a variabilidade espacial exibida pelo RMR durante uma escavação subterrânea, afrontando também o problema de ampliação dos parâmetros de deformabilidade e resistência da rocha a partir de testes de laboratório. A interpolação dos valores de RMR foi realizada pela técnica de krigagem universal.

Kaewkongkaew *et al.* (2013) investigou a aplicabilidade e limitação de métodos geoestatísticos na previsão da qualidade do maciço rochoso utilizando o RMR. Eles usaram dados provenientes de dois estudos de caso diferentes, ambos localizados na Tailândia. A previsão, por Krigagem Ordinária, permitiu estimar valores de RMR que foram comparados com dados de observação de campo disponíveis a partir da escavação de túneis exploratórios.

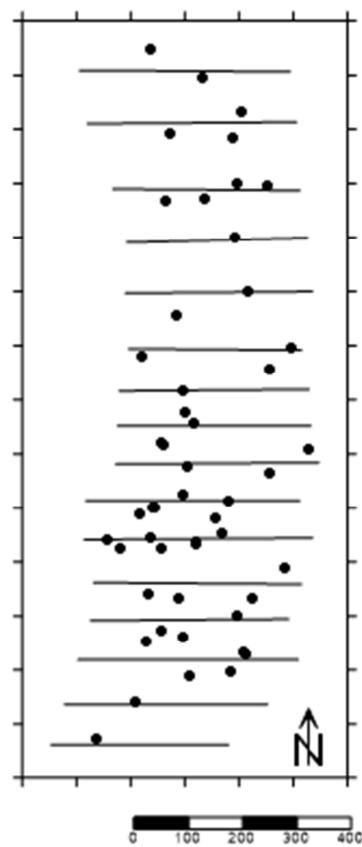
Oh *et al.* (2004) integrou os dados de resistividade magnetotelúrico com informações de furo para a estimativa espacial de valores do RMR ao longo de um túnel de

dois quilômetros. Os valores médios do RMR, em torno dos locais de sondagem, foram estimados através de Krigagem Simples.

Matías Egaña & Julián M. Ortiz (2013) utilizaram a simulação geoestatística para avaliar a incerteza sobre o comportamento do RMR. Os autores aplicaram técnicas geoestatísticas para modelar a qualidade do maciço rochoso. A metodologia foi aplicada ao Projeto Subterrâneo Chuquicamata, no norte do Chile.

### 3 Materiais e Métodos

A área estudada consiste de um depósito de chumbo e zinco localizado no Rio Grande do Sul. A partir de cinquenta furos de sondagem foi possível tanto caracterizar o pacote rochoso da área, com a elaboração de um modelo geológico, quanto obter as informações necessárias para a estimativa da qualidade do mesmo. A área tem de N-S aproximadamente 1.300 m e de W-E 400 m. O espaçamento médio entre os furos é de aproximadamente 60 m e a profundidade média de 240 m. A disposição dos furos é mostrada na Figura 1. Por solicitação de sigilo com as informações, as coordenadas não foram apresentadas.



*Figura 1: Mapa de localização dos furos de sondagem e seções*

### **3.1 Modelo Geológico**

O modelo geológico é um dos componentes mais importantes na caracterização do maciço rochoso, pois demonstra o cenário físico do projeto. Através do banco de dados fornecido, com 50 furos de sondagem e suas respectivas descrições litológicas, foi proposto um modelo geológico para área estudada.

O depósito analisado neste estudo encontra-se inserido dentro da sequência de rochas sedimentares neoproterozóicas da Bacia do Camaquã, no Escudo Sul-Rio-Grandense. Existe um predomínio de arenito médio a grosso dentro deste pacote, com ocorrência de arenito fino. No topo, encontram-se conglomerados polimíticos sustentado pelos clastos. Além disso, há ocorrência de ritmitos intercalados com o pacote de arenito. Localmente essas rochas estão afetadas por alteração hidrotermal, ocorrendo inclusive brechas em alguns pontos.

Para a modelagem, a área foi dividida em 16 seções com direções W-E e espaçadas aproximadamente 70 m umas das outras (Figura 1). O modelo proposto é composto pelas seguintes unidades: arenito, conglomerado, ritmito e minério, que é composto de esfalerita e galena. Durante o texto o minério que é composto por esfalerita e galena será chamado apenas de minério. Como a camada de arenito é muito espessa, optou-se por dividí-la em arenito superior e arenito inferior. A modelagem geológica foi executada no software Micromine®.

### **3.2 Caracterização Geomecânica**

A caracterização geomecânica do maciço rochoso foi definida através da análise de atributos do meio rochoso, sendo considerados principais neste estudo o RQD, a resistência da rocha, espaçamento e condição das descontinuidades.

O RQD é uma medida de recuperação de testemunhos, que considera o grau de fraturamento e o grau de alteração da rocha, descrevendo assim, a qualidade do maciço rochoso. É definido como o somatório dos comprimentos dos testemunhos de rocha sã, pouco alterada ou alterada dura, maiores ou iguais a 10,0 cm, dividido pelo comprimento total perfurado em uma manobra. A informação do RQD foi fornecida no banco de dados.

O espaçamento das descontinuidades é a distância entre descontinuidades adjacentes. Neste estudo utilizou-se o espaçamento médio entre as descontinuidades, que foi determinado dividindo o comprimento de cada avanço do furo de sondagem pelo número de fraturas existentes no mesmo.

Na condição das descontinuidades são consideradas o grau de rugosidades, separação, grau de alteração e enchimento das descontinuidades. Na classificação RMR existem duas alternativas para esse parâmetro, caso se obtenha característica detalhadas sobre as condições das descontinuidades utiliza-se a Tabela 3. Porém neste trabalho utilizou-se a segunda alternativa que encontra-se na Tabela 1, que descreve características gerais sobre a condição das descontinuidades.

### **3.3 Resistência da Rocha Intacta**

Rocha intacta é a matriz rochosa livre de descontinuidades de grande escala, formada por minerais agregados entre si, possuindo assim, elevada coesão interna e resistência à tração. O material tem capacidade de suportar cargas até um certo limite, a partir do qual perde a resistência a forças externas, ocasionando o seu rompimento. O valor do rompimento é o limite da resistência da rocha e é esse valor que é utilizado como referência em projetos geomecânicos.

Como as amostras fornecidas estavam serradas em duas partes, a determinação do limite de resistência da rocha foi realizada com o ensaio de carga pontual (“Point Load Test”). O *Point Load* consiste em comprimir uma amostra de rocha (fragmento ou testemunho de sondagem) entre duas ponteiras cônicas de metal duro, que provocam a ruptura do material. Para a realização do teste utilizou-se como proposta de padronização a sugestão da *International Society for Rock Mechanics* (ISRM, 1985).

Como a área de estudo é de grande extensão, optou-se por dividí-la em 4 áreas, nas quais foram coletadas amostras de cada litologia existente. Essa divisão apenas foi feita para certificação da coleta de amostras por toda a extensão da região de estudo.

### **3.4 Presença de Água e Orientação das Descontinuidades**

No parâmetro de presença de água todos os furos receberam a pontuação relativa à presença de “água intersticial”, pois não há grande quantidade de água e quando há, ocorre em pequenas regiões, isto é, são casos isolados.

O parâmetro da orientação das descontinuidades serve como um ajuste do RMR. Como não se dispunha de informações mais detalhadas do projeto, considerou-se a condição “muito favorável”.

### **3.5 Estimativa do RMR**

Após a determinação dos parâmetros, calculou-se o índice de RMR para cada intervalo analisado, ao longo de todos os furos de sondagem. A partir desses valores foi possível enquadrar cada intervalo de furo em uma classe do RMR.

Tendo-se as classes determinadas, acrescentou-se 5 novos parâmetros ao banco de dados, cada um correspondendo a uma das classes de qualidade de rocha. Em cada parâmetro, o valor do RMR recebeu um código de acordo com a classe a qual pertencia, por exemplo: todos os valores de RMR pertencentes a classe I receberam o código 1 e o restante 0, no parâmetro pertencente a classe II, todos os valores pertencentes a essa classe receberam o código 1 e o restante 0, e assim, sucessivamente para os outros parâmetros das demais classes. Essa codificação é necessária para a execução da Krigagem de Indicadores.

Determinou-se um *grid* para cada litologia com as seguintes dimensões: 20 m em X, 20 m em Y e 5 m em Z.

Para estimar o RMR, verificou-se a direção em que os dados estavam mais correlacionados. Foram testadas oito possíveis direções, com variação de 22,5° entre si. Dentre as classes, foi identificada como direção preferencial de 0° (norte no eixo y), sem mergulho, para as classes I, II e III, sendo que nas classes IV e V nenhuma direção principal foi identificada.

Após identificação da direção preferencial foram calculados e modelados os variogramas para cada classe. Cabe ressaltar, que para o cálculo e modelagem do variograma, utilizou-se todos os dados de cada classe. Os parâmetros utilizados para o cálculo do variograma estão na Tabela 5. Na Tabela 6 encontram-se os parâmetros dos modelos de cada classe.

*Tabela 5: Parâmetros para cálculo do variograma*

Número de Lag	Lag de Separação	Tolerância de Lag	Largura de Banda	Tolerância Angular
35	60	30	30	22.5

*Tabela 6: Parâmetros dos modelos de cada classe*

Classe	Efeito Pepita	Estrutura 1	Estrutura 2	Contribuição (Est.1)	Contribuição (Est.2)	Alcance Máx. (Est.1)	Alcance Máx. (Est.1)	Variância
I	0.015	esférica	esférica	0.045	0.02	273	3000	0.08
II	0.03	esférica	esférica	0.1	0.04	63	800	0.17
III	0.02	esférica	esférica	0.04	0.03	189	273	0.09
IV	0.004	esférica	esférica	0.01	0.01	84	546	0.024
V	0.0006	esférica	esférica	0.0015	0.0015	189	294	0.0036

Utilizando-se de parâmetros dos variogramas modelados, estimou-se dentro do *grid* de cada litologia todas as classes de RMR. Aplicou-se a Krigagem Ordinária nos dados codificados. Na tabela 7 encontram-se os parâmetros do elipsóide de busca utilizados na Krigagem. Para o eixo maior do elipsóide, aplicou-se o maior alcance. No azimute, utilizou-se do ângulo de maior continuidade, no caso o 0°. Foram estipulados também para o elipsóide de busca, um mínimo de 3 e máximo de 12 dados, em oito setores angulares. Vale ressaltar que para a estimativa utilizou-se apenas dados da mesma litologia, por exemplo, dentro do conglomerado, foram estimados apenas dados das classes I, II, III, IV e V que pertenciam ao conglomerado. Todas as classes foram estimadas, com exceção do minério que só possuía informações de RMR nas classes II, III e V.

*Tabela 7: Parâmetros da Krigagem*

Classe	Alcance Máx.	Alcance Med.	Alcance Min.	Azimute	Mergulho	Inclinação	Mín de Dados	Máx. de Dados
I	3000	273	0	0	0	0	3	12
II	800	63	0	0	0	0	3	12
III	273	189	0	0	0	0	3	12
IV	5000	5000	0	0	0	0	3	12
V	5000	5000	0	0	0	0	3	12

O resultado das estimativas foram blocos com valores de probabilidade de pertencer à classe que foi estimada ou não. Foram consideradas probabilidades maiores ou iguais a 0,7. Isso significa que blocos estimados na classe II, por exemplo, que receberam valores iguais ou maiores a 0,7 tem 70% de probabilidade de pertencer à classe II. As estimativas foram executadas no programa SGEMS.

## 4 Resultados e discussão

### 4.1 Modelo Geológico

Segundo o modelo proposto na Figura 2, no topo encontra-se o conglomerado, abaixo o arenito superior e arenito inferior, porém, dentro do arenito inferior encontram-se o ritmito e o minério. Encontrou-se dificuldade em modelar o minério por falta de mais informações, mas mesmo assim, foi possível modelá-lo em algumas regiões. Vale ressaltar

que esse modelo foi apenas proposto para visualizar o cenário físico da área de estudo, não sendo o modelo oficial do depósito.

#### **4.2 Modelo Geomecânico**

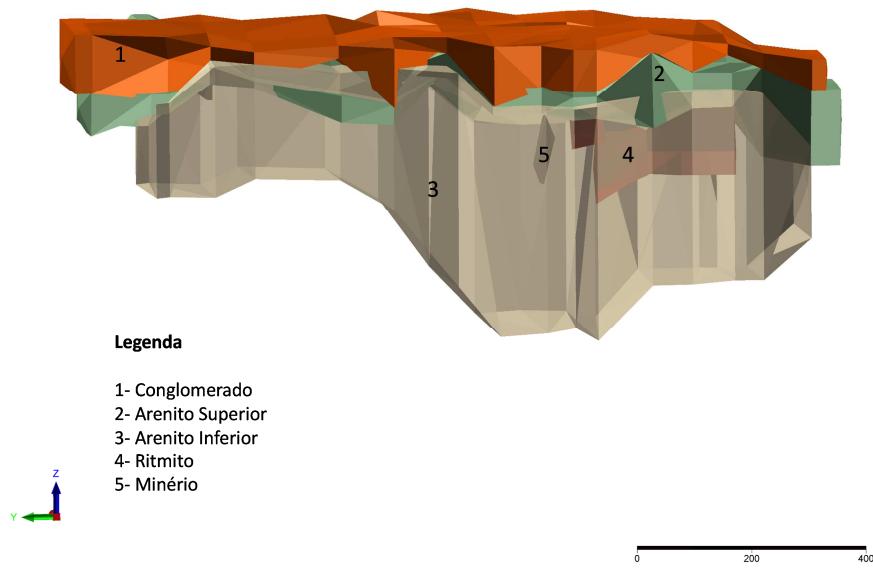
Um modelo geomecânico é a representação gráfica de uma região onde será implementado um empreendimento, ou onde já exista um, que abrange informações geológicas e geotécnicas necessárias para a previsão do comportamento do maciço quando solicitado.

No modelo proposto, houve predominância, em todas as litologias, de maciço da classe II, isto é, os maciços que obtiveram o índice de RMR entre 61 e 80. Os maciços pertencentes a essa classe são descritos como bons.

O conglomerado de classe III “maciço rochoso razoável” (RMR entre 41 e 60) identificado como “2” (Figura 3), deve-se à grande proximidade da superfície que está exposta a ações intempéricas, o que influencia na estrutura da rocha, tornando-a menos competente. A camada de solo é de pouco espessura ao longo da área de estudo, o que propicia uma maior alteração de rochas próximas à superfície.

O arenito inferior de classe III “6” e IV “7” (RMR entre 41 e 60 e entre 21 e 40, respectivamente) deve-se a uma zona com predominância de brechas. Nessa zona brechada, o arenito encontra-se muito fraturado e alterado, o que evidencia a classificação de razoável à fraco do maciço.

Houve uma pequena parcela do arenito inferior de classe I “4” (RMR entre 81 e 100). Maciços pertencentes a esta classe são considerados muito bons.



*Figura 2: Modelo geológico*

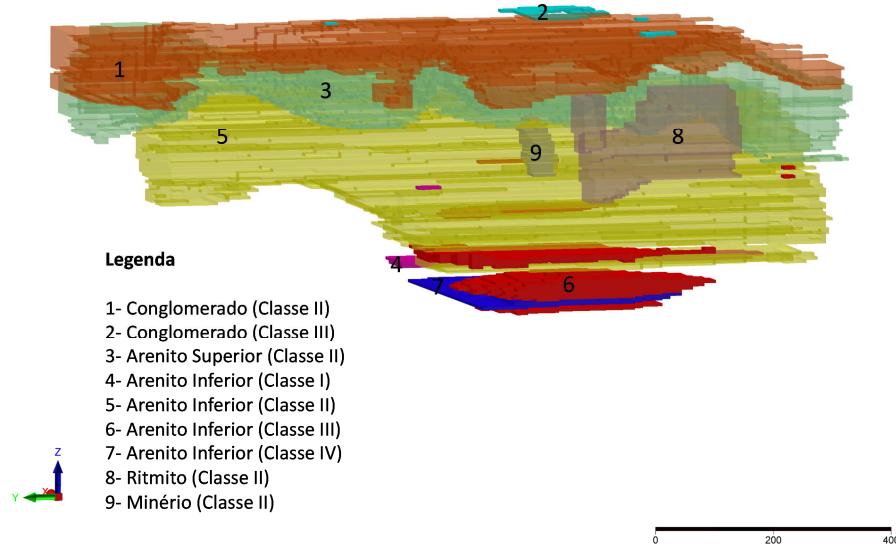


Figura 3: Modelo geomecânico

#### 4.3 Validação dos dados

Para conferir se os dados estimados foram satisfatórios, tendo coerência com a realidade, foram feitas algumas validações. Primeiramente, uma validação visual dos resultados. Como houve predominância da classe II no modelo geomecânico, a validação visual foi com enfoque nessa classe. Nas Figuras 4, 5, 6, 7 e 8 estão dispostos os furos de sondagem com seus respectivos intervalos e valores de RMR. Em cima dos valores de RMR foram colocados os blocos estimados. Nota-se que, em todas as figuras, os blocos estimados na classe II encontram-se dentro de valores de RMR entre 61 e 80, o que era esperado.

Outra forma de validar os dados estimados é comparando-os aos dados brutos. Elaborou-se duas tabelas, uma contendo a porcentagem de blocos estimados em cada classe por litologia (Tabela 8), e a segunda contendo a porcentagem de RMR dos furos em cada classe por litologia (Tabela 9).

Comparando ambas as tabelas, nota-se a predominância tanto de blocos estimados na classe II, quanto de valores de RMR na mesma classe, o que, de acordo com o modelo geomecânico, é coerente. Analisando o conglomerado, na Tabela 9 há valores de porcentagens em todas as classes, porém na Tabela 8 há apenas porcentagens na classe II e III. Isso dá-se pelo fato de que valores de RMR pertencentes a classe I, IV e V ocorrem, na maioria das vezes, de maneira isolada e, com isso, os parâmetros utilizados na estimativa não favoreceram para que fossem considerados. O mesmo fato ocorreu para as demais litologias. Na Tabela 8 a porcentagem de blocos não pertencentes a nenhuma classe (blocos estimados menores que 0,7) no arenito inferior foi maior do que os pertencentes a uma classe, isso ocorreu, pois, como o corpo de arenito inferior é o maior dentre as demais litologias, muitos blocos ficaram sem informações.

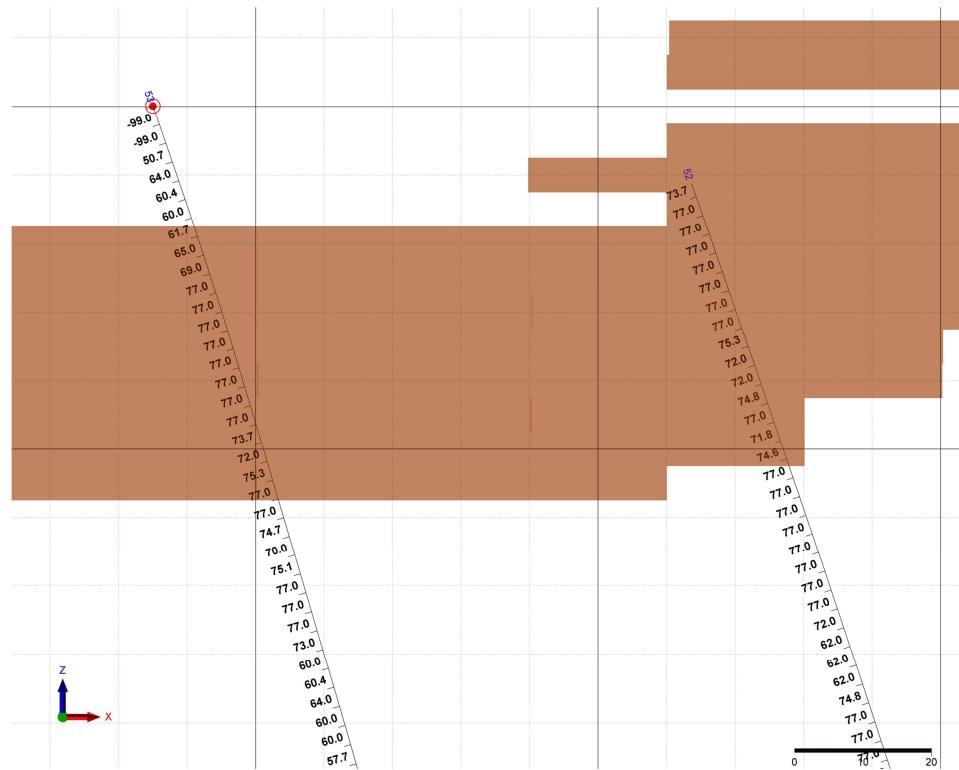


Figura 4: Conglomerado pertencente à classe II (a região em marrom representa os blocos estimados para a classe II)

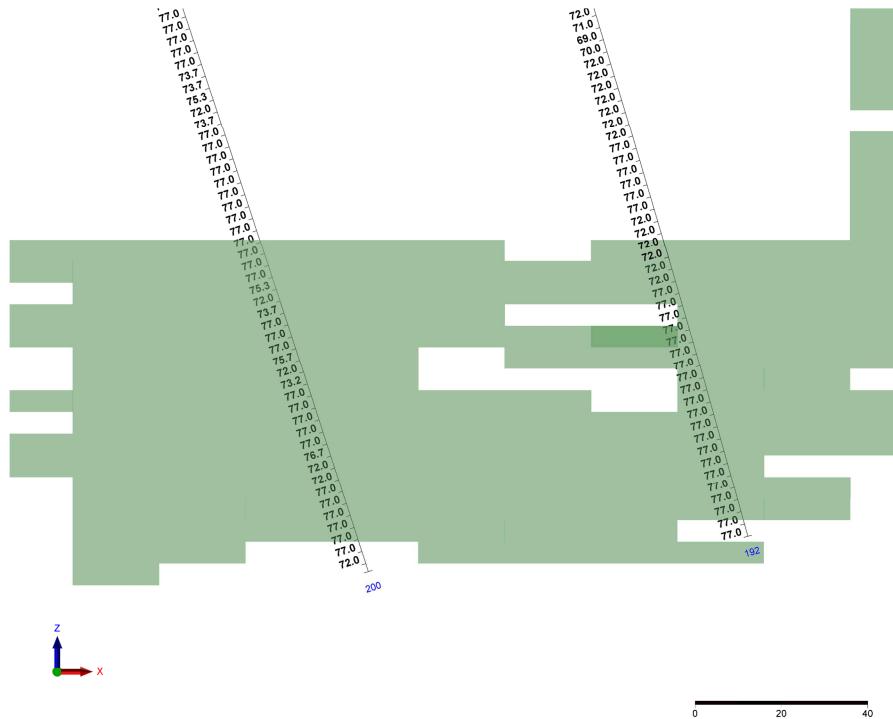


Figura 5: Arenito superior pertencente à classe II (a região em azul representa os blocos estimados na classe II)

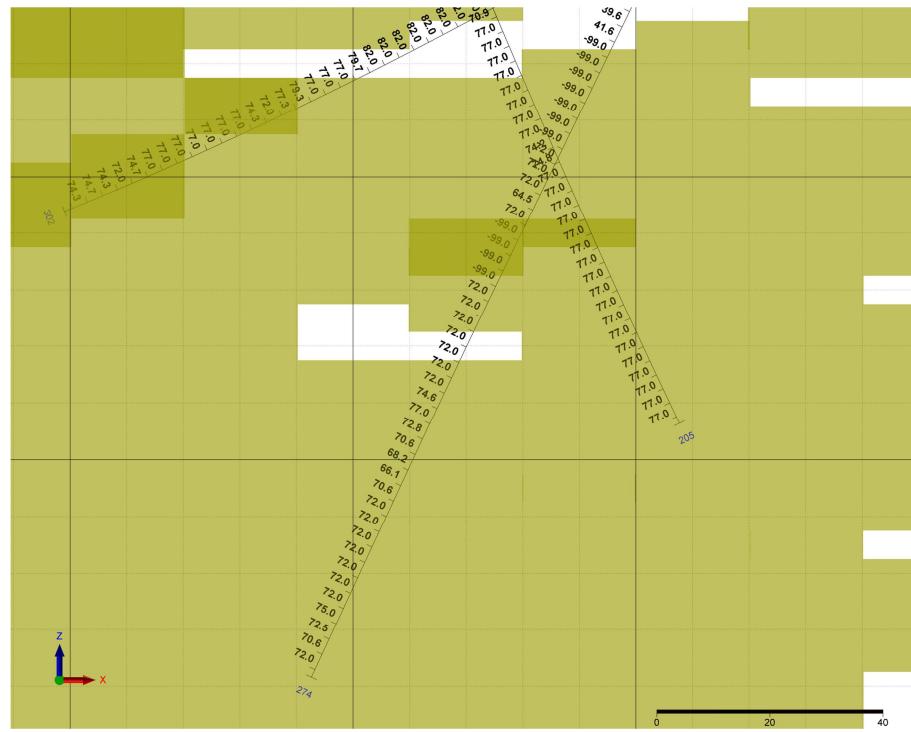


Figura 6: Arenito inferior pertencente à classe II (a região em verde representa os blocos estimados na classe II)

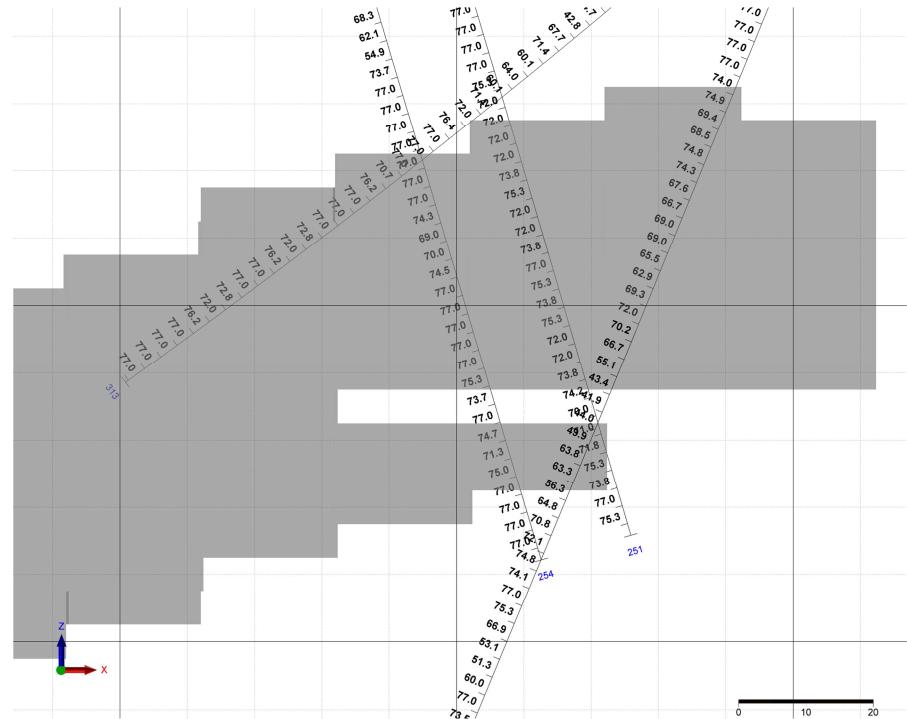


Figura 7: Minério pertencente à classe II (a região cinza representa os blocos estimados na classe II)

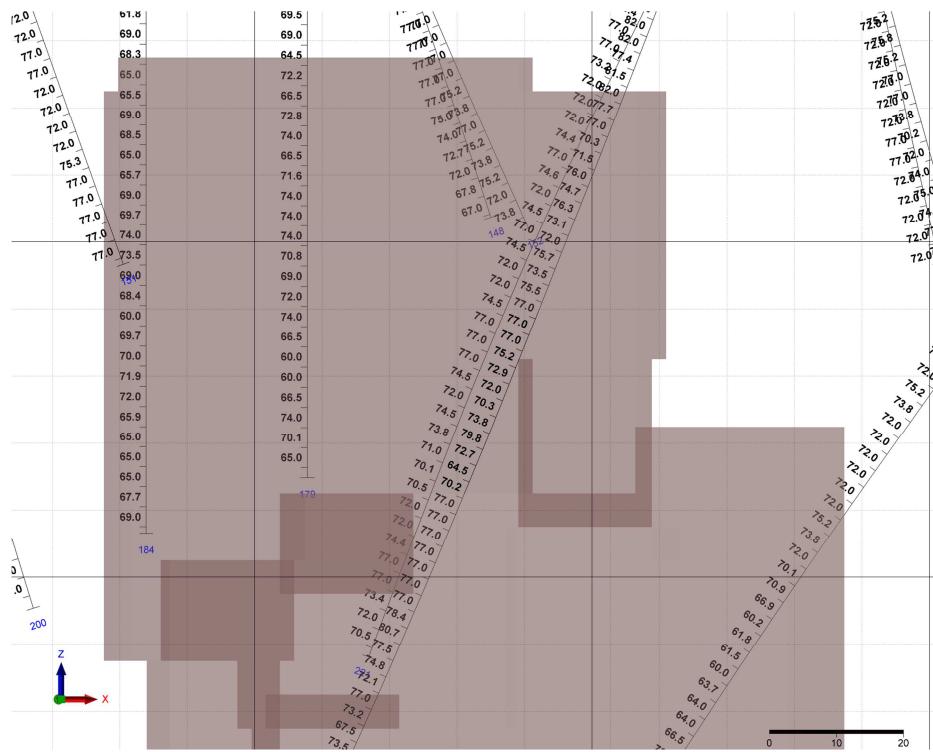


Figura 8: Ritmito pertencente à classe II (a região em lilás representa os blocos estimados na classe II)

Tabela 8: Porcentagem de blocos estimados em cada classe por litologia

PORCENTAGEM DE BLOCOS ESTIMADOS EM CADA CLASSE POR LITOLOGIA					
LITOLOGIA	CONGLOMERADO	ARENITO SUPERIOR	ARENITO INFERIOR	MINÉRIO	RITMITO
CLASSE					
I	0%	0%	0.41%	0.00%	0.00%
II	53.34%	78%	43.75%	75.00%	85.34%
III	0.19%	0%	2.88%	0.00%	0.00%
IV	0%	0%	0.94%	0.00%	0.00%
V	0%	0%	0.00%	0.00%	0.00%
Sem classes	46.47%	21.71%	52.01%	25.00%	14.66%
TOTAL	100%	100%	100%	100%	100%

*Tabela 9: Porcentagem de RMR em cada classe por litologia*

PORCENTAGEM DE RMR EM CADA CLASSE POR LITOLOGIA					
LITOLOGIA	CONGLOMERADO	ARENITO SUPERIOR	ARENITO INFERIOR	MINÉRIO	RITMITO
CLASSE					
I	12%	3%	10.07%	0.00%	1.12%
II	70.97%	85%	77.28%	94.12%	89.89%
III	12.99%	9%	9.66%	1.96%	7.87%
IV	3%	2%	2.63%	0.00%	0.75%
V	1%	0%	0.35%	3.92%	0.37%
TOTAL	100%	100%	100%	100%	100%

## 5 Conclusões

A partir dos resultados obtidos, conclui-se que o objetivo do trabalho de proposição de um modelo geomecânico foi concluído de forma satisfatória. Apesar de muitos blocos estimados não terem sido designados a uma classe de RMR, os que foram, tem um grau de confiabilidade aceitável, pois representam ao contexto no qual estão inseridos. É importante salientar que o modelo foi elaborado com base no modelo geológico desenvolvido neste estudo, não sendo o modelo geológico final da área. Na elaboração do modelo geológico, sentiu-se dificuldades em modelar o minério, em virtude da falta de informações, porém a maior parte do pacote rochoso foi identificado e modelado.

O modelo geomecânico sugerido demonstra a qualidade do maciço rochoso em geral, sendo indispensável estudos mais detalhados. Uma alternativa seria, ao invés de estimar o valor de RMR, chegar ao valor do RMR através da estimativa de alguns dos seus parâmetros como RQD, resistência da rocha intacta entre outros, e comparar os resultados, verificando se ocorre alguma mudança significativa no modelo. Outra alternativa seria a utilização de outro sistema de classificação, o Sistema Q, por exemplo, e comparar os resultados.

## 6 Agradecimentos

Agradeço a meu pai, Marco Aurélio, minha mãe, Cláudia, e minha irmã, Clarisse, não só pelo apoio e incentivo que me deram durante toda a graduação, mas também por me dar condições de cursar uma universidade federal longe de casa. Quero agradecer também meu namorado, Thiago, por toda a paciência que teve comigo, pela motivação, pelas palavras de conforto e força que me deu nessa caminhada; aos meus amigos, que, mesmo de longe, mandaram vibrações positivas, e a minha orientadora, Luciana, pela paciência, pelos ensinamentos e por toda a atenção que me foi dada. Agredeço ao Laboratório de Mecânica de Rochas da UFRGS por permitir que eu fizesse uso de seus equipamento e à empresa que forneceu os dados para a elaboração do trabalho.

## 7 Referências bibliográficas

- BARTON, N.R., LIEN, R., LUNDE, J. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mech*, 6 (4), pp.189-239 (1974)
- BIENIAWSKI, Z. T. *Engineering Classification of Jointed Rock Masses*, Trans. S. Afr. Inst. Civ. Eng., 15, pp. 335-344 (1973)
- BIENIAWSKI, Z. T. *Rock Mechanics Design in Mining and Tunnelling*, Rotterdam/Boston: A. A. Balkema Publisher, 1984. 272 p
- BIENIAWSKI, Z. T. *Engineering Rock Mass Classification*, New York: John Wiley & Sons, 1989. 251 p.
- CASTRO, W. J. *Síntese de Estudos de Estabilidade de Taludes de Minas de Minério de Ferro do Quadrilátero Ferrífero-MG*, Dissertação de Mestrado, Departamento de Engenharia Civil da Escola de Minas UFOP, Ouro Preto, 2004. 202 p
- CHOI, J. Y., LEE, C. I. An estimation of rock mass rating using 3D-indicator kriging approach with uncertainty assessment of rock mass classification. *Proceeding of the 11th congress of the International Society for Rock Mechanics*. Lisbon, 2, pp. 285-288 (2007)
- CHOI, Y., YOON, S.Y., PARK, H.D. Tunnelling Analyst: A 3D GIS extension for rock mass classification and fault zone analysis in tunnelling. *Computers & Geosciences*, 35, pp. 1322-1333 (2009)
- DEERE, D.U. Technical Description of Rock Cores for Engineering Purposes. *Rock Mechanics and Engineering Geology*, 1, pp. 17-22 (1964)
- DEERE, D.U., DEERE, D.W. The Rock Quality Designation (RQD) Index in Practice. *Rock Classification Systems for Engineering Purposes*, pp. 91-101 (1988)
- EGAÑA, M., ORTIZ, J.M. Assessment of RMR and its uncertainty by using geostatistical simulation in a mining project. *Journal of GeoEngineering*, 8 (3), pp. 83-90 (2013)
- EXADAKTYLOS, G., STRAVOPOULOU, M., XIROUDAKIS, G., DE BROISSIA, M., SCHWARZ, H. A spatial estimation model for continuous rock mass characterization from the specific energy of a TBM. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 41, pp. 797-834 (2008)
- HOEK, E., READ, J., KARZULOVIC, A., CHEN, Z. Y. Rock Slopes in Civil and Mining Engineering. *International Conference on Geotechnical and Geological Engineering*. pp. 1-16 (2000)
- HUIJBREGTS, C. J. Regionalized variables and quantitative analysis of spatial data. *Display and analysis of spatial data*. New York: John Wiley & Sons, pp. 38-53 (1975)
- IMAI, N. N., VICENTE, J., LIMA, D. L., TACHIBANA, V. M., SILVA, E. A., VOLLM, E., OLIVEIRA, H. E. S. Análise Comparativa da Interpolação por Krigagem Ordinária e Krigagem por Indicação no Caso de Ervas Daninhas em Cultura de Soja. *XXI Congresso Brasileiro de Cartografia*. Publicação em CD-Rom sem paginação (2003)
- ISAAKS, E.H., SRIVASTAVA, R.M. *An Introduction to Applied Geostatistics*, New York: Oxford University press, 1989. 561 p.
- JOURNEL, A.G. Nonparametric estimation of spatial distributions. *Journal of the International Association for Mathematical Geology*, 15 (3), pp. 445-468 (1983)

- KAEWKONGKAEW, K., PHIEN, N., HARNPATTANAPANICH, T., SUTIWANICH, C. Geological Model of Mae Tang-Mae Ngad Diversion Tunnel Project, Northern Thailand. *Open Journal of Geology*, 3 (5), pp. 340-351 (2013)
- LANDIM, P. M. B., STURARO, J. R. *Krigagem Indicativa aplicada à elaboração de mapas probabilísticos de riscos*. IGCE/UNESPE, 2002. 20 p.
- OH, S., CHUNG, H., LEE, D. K. Geostatistical integration of MT and borehole data for RMR evaluation. *Environmental Geology*, 46, pp. 1070-1078 (2004)
- OLIVEIRA, S. B. *Estudos Geoestatísticos Aplicados a um Depósito Magmático de Ni-Cu*. Dissertação de Mestrado, São Paulo. (2008)
- PACHER, F., RABCEWICZ, L., GOLSER, J. Zum der seitigen Stand der Gebirgsklassifizierung in Stollen-und Tunnelbau. *Proc. XXII Geomech. Colloq. Salzburg*, pp. 51-58 (1974)
- SMITH, M. L., WILLIAMS, R. E. *Indicator Kriging for selective remediation*. Moscow: University of Idaho, 43, pp. 23-30 (1996)
- STAVROPOULOU, M., EXADAKTYLOS, G., SARATSIS, G. A Combined Three-Dimensional Geological-Geostatistical-Numerical Model of Underground Excavations in Rock. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 40 (3), pp. 213-243 (2007)
- STEWART, S.B.V., FORSYTH, W.W. The Mathews method for open stope desing. *CIM Bulletin*, 88 (992), pp. 45-53 (1995)
- TERZAGHI, K. *Rock defects and loads on tunnel supports*. Cambridge: Harvard University, pp. 17-99 (1946).
- ULUSAY, R., HUDSON, J.A., Suggested Method for Determining Point Load Strength. *The Complete ISRM Suggested Methods for Rock Characterization, Testing and Monitoring: 1974-2006*, pp. 53-60 (1985)
- WICKHAM, G.E., TIEDEMANN, H.R., SKINENR, E.H. Support determination based on geologic predictions. *Proc. North American rapid excav. tunneling conf*, pp. 43-64 (1972)
- YOU, K., LEE, J.S. Estimation of Rock Mass Classes using the 3 Dimensional Multiple Indicator Kriging Technique. *Tunnelling and Underground Space Technology incorporating Trenchless Technology Research*, 21 (3/4), pp. 229-234 (2006)