UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO
INSTITUTO DE GEOCIÊNCIAS
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM GEOCIÊNCIAS: RECURSOS
MINERAIS E HIDROGEOLOGIA

WELLINGTON MARTINS NOVAIS

**Geoestatística e modelagem numérica aplicada à classificação de maciço
rochoso pelo sistema RMR: barragem de Itaipu**

São Paulo

2017

WELLINGTON MARTINS NOVAIS

Geoestatística e modelagem numérica aplicada à classificação de maciço rochoso pelo sistema RMR: barragem de Itaipu

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Geociências: Recursos Minerais e Hidrogeologia da Universidade de São Paulo, como requisito para obtenção do título de Mestre em Geociências.

Orientador: Prof. Dr. Marcelo Monteiro da Rocha

São Paulo

2017

Autorizo a reprodução e divulgação total ou parcial deste trabalho, por qualquer meio convencional ou eletrônico, para fins de estudo e pesquisa, desde que citada a fonte.

Ficha catalográfica preparada pelo Serviço de Biblioteca e Documentação
do Instituto de Geociências da Universidade de São Paulo

Novais, Wellington Martins

Geoestatística e modelagem numérica aplicada
à classificação de maciço rochoso pelo sistema
RMR: Barragem de Itaipu / Wellington Martins
Novais. - São Paulo, 2017.
140 p.

Dissertação (Mestrado) : IGc/USP

Orient.: Rocha, Marcelo Monteiro da

1. Geoestatística 2. Geotecnia 3. Engenharia de
estruturas e fundações 4. Escavação em minas
I. Título

WELLINGTON MARTINS NOVAIS

Geoestatística e modelagem numérica aplicada à classificação de maciço rochoso pelo sistema RMR: barragem de Itaipu

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Geociências: Recursos Minerais e Hidrogeologia da Universidade de São Paulo, como requisito para obtenção do título de Mestre em Geociências.

Prof. Dr. Marcelo Monteiro da Rocha – GSA/IGc/USP (Orientador)

Prof. Dr. Jorge Kazuo Yamamoto (GSA/IGc/USP)

Prof. Dr. José Alberto Quintanilha (EP/USP)

Prof. Dr. Cláudio Lúcio Lopes Pinto (UFMG)

São Paulo, 24 de Novembro de 2017

*À memória de meu pai,
Ao cuidado de minha mãe,
Ao amor da minha esposa e
À alegria do meu filho.*

AGRADECIMENTOS

Agradeço a Deus, por toda benção, proteção e guia. Toda a luz em meu caminho é obra do senhor e todas as conquistas são permitidas por ti. À minha família, em especial a minha mãe (Maria de Fátima), que me educou e batalhou para que não parássemos e fôssemos cada vez mais longe. À minha esposa (Gisele Mukai) por todo companheirismo, dedicação e amor. Ao meu filho (Vitor Haruki) por todo carinho e alegria e aos meus irmãos (Jéssica, Patricia e Anderson) por toda união.

Agradeço ao meu grande amigo Eduardo Takafuji, sempre solícito e gentil, pessoa de grandes qualidades, que não evitou esforços em me ajudar nas dificuldades e a me incentivar no mundo da geoestatística.

Aos meus amigos de moradia, em especial aos do 504-A1 (Moisés e Renato) e Ribará (Guilherme Rieger e Guilherme Denardi). Aos amigos da Arcadis (Guilherme, Julio, Belisa, Aline e Rafael) pela companhia, palhaçada e alegria de todos os dias.

Agradeço aos meus professores, peça chave em minha formação. Em especial à Mônica Biancolin e Julio Zanatta, pelo entusiasmo, dedicação e empenho em colocar, cada vez mais, alunos de escola pública em universidades de ponta.

Agradeço ao Prof. Dr. Marcelo Rocha, pela compreensão, dedicação e paciência em me orientar desde o trabalho de formatura. Agradeço ao professor Edilson Pissato, pelo apoio em dúvidas que surgiram no decorrer do trabalho.

Agradeço à Itaipu Binacional e ao CEASB/FPTI, pela cessão das informações para o pleno desenvolvimento desta dissertação, e aos funcionários destas instituições, em especial à Doutora Josiele Patias e Geóloga Débora Fernandes, por toda atenção e dedicação.

À Datamine South America pela cessão da licença do programa Studio 3[®].

Agradeço à minha diretora na Arcadis, Eng^a Daniela Campos Pereira, por ter permitido incentivado a fazer o mestrado. Agradeço também, o apoio, incentivo e conhecimento transmitido pelos coordenadores e amigos arcadianos: Eng^o Cláudio Marques de Almeida Prado, Eng^o Osvaldo Azevedo Filho e Eng^o Décio Mattar Junior.

“Eu posso estar completamente enganado, eu posso estar correndo pro lado errado.

Mas, a dúvida é o preço da pureza e é inútil ter certeza.”

Engenheiros do Hawaii

RESUMO

A implantação segura e a viabilidade de um projeto de barragem dependem de se conhecer, com o máximo de clareza, as características geotécnicas do substrato rochoso do local de implantação. Para tanto, são realizadas campanhas de investigação geotécnica para a elaboração de modelos geológicos e geomecânicos, os quais podem apresentar erros devido à variabilidade natural, amostragem insuficiente, interpretação bidimensional e subjetividade das interpretações. Visando diminuir a subjetividade das interpretações acerca das características geomecânicas, a mecânica das rochas utiliza classificações de maciço rochoso, tais como sistema Q, de Barton, e RMR, de Bieniawski. Surgida por volta de 1960, a geoestatística permite analisar fenômenos que não são totalmente aleatórios e cujos valores dependem de sua posição no espaço. Este trabalho consistiu em desenvolver modelos numéricos tridimensionais a partir da aplicação da classificação de maciço rochoso pelo sistema RMR (Rock Mass Rating), utilizando técnicas geoestatísticas para a interpolação em regiões não amostradas. Os objetivos foram identificar feições e zonas com características geotécnicas de menor qualidade, verificar a representatividade dos modelos numéricos frente as estruturas geológicas mapeadas, observar a influência de fatores de redução nas classificações de RMR e analisar a variação de resultados quando são usadas malhas de amostragem diferentes. Os resultados obtidos foram satisfatórios, tanto do ponto de vista geoestatístico quanto do ponto de vista geotécnico. Foram delimitadas as regiões de atenção e identificadas as principais estruturas e feições geológicas nos modelos de RMR. Foi possível avaliar a influência dos fatores de redução na classificação de maciço, assim como a influência da malha de amostragem nos resultados estatísticos, geoestatísticos e de interpolação. Os dados amostrais foram comparados entre si e evidenciaram a importância e superioridade da classificação por RMR em detectar as principais feições e características geológicas, assim como demonstraram a variação da sensibilidade quando se utiliza diferentes fatores de redução.

Palavras-chave: Classificação de Maciço Rochoso. RMR. Fator de Redução. Geoestatística. Krigagem Ordinária. Itaipu.

ABSTRACT

A safe dam installation and its project feasibility, necessarily, depends on knowing, to the clearest, the geotechnical rock substrate characteristics in the installation place. Therefore, geotechnical investigation campaigns are undertaken to elaborate geological and geomechanics models, which may present errors due to natural variability, insufficient sampling, two-dimensional interpretation and subjectivities. Aiming to decrease the subjectivism in the interpretations regarding the geomechanics characteristics, the rock mechanics makes use of rock mass classifications such as Q, by Barton, and RMR, by Bieniawski. Developed about 1960, geostatistics allows to analyze phenomena not completely random and whose values depend on its special position. This study consisted in developing three-dimensional numerical models from the rock mass assessment with RMR, using geostatistics to interpolate data in regions without sampling. The objectives were to identify features and zones with poor geotechnical characteristics, to evaluate how representative the numerical models are compared to the mapped geological structures, to observe the influence of reduction factors in the RMR classification and to analyze the variation of the results when different sampling grids are used. The obtained results were satisfactory, both in the geostatistical and geotechnical aspects. The critical regions were delimited and the main geological structures and features were identified in the RMR model. It was possible to evaluate the influence of the reduction factors in the rock mass assessment, as well as the influence caused by the sampling grids in the statistic, geostatistics and interpolated results. Sampled data were compared and demonstrated how important and how superior the RMR assessment is to detect the major features and geological characteristics, as well as to demonstrate how sensitive the variation of the results is when different reduction factors are used.

Keywords: Rock Mass Classification. RMR. Reduction Factor. Geoestistics. Ordinary Kriging. Itaipu.

Lista de Tabelas

Tabela 01 – Descrição das classes de Alteração.....	7
Tabela 02 – Descrição das classes de Alteração.....	7
Tabela 03 – Descrição das classes de grau de coerência	8
Tabela 04 – Classificação de campo para o grau de resistência da rocha intacta e correlação com a resistência a compressão Uniaxial.....	9
Tabela 05 – Descrição das classes de graus de resistência por compressão uniaxial	10
Tabela 06 – Classificação de espaçamentos dentro das famílias de descontinuidades	13
Tabela 07 – Graus de fraturamento	13
Tabela 08 – Classificação de persistência.	13
Tabela 09 – Classificação de aberturas das descontinuidades.....	14
Tabela 10 – Classes com descrição de qualidade de rocha	20
Tabela 11 – Parâmetros de cálculo dos variograma experimentais.....	69
Tabela 12 - Estatísticas descritivas RMR (sem fator de redução) - Base A	78
Tabela 13 - Estatísticas descritivas RMR (sem fator de redução) - Base B	79
Tabela 14 - Estatísticas descritivas da classificação RMR (considerando fator de redução médio) - Base A.....	80
Tabela 15 - Estatísticas descritivas da classificação RMR (considerando fator de redução médio) - Base B.....	81
Tabela 16 - Estatísticas descritivas da classificação RMR (considerando fator de redução máximo) - Base A.....	82
Tabela 17 - Estatísticas descritivas da classificação RMR (considerando fator de redução máximo) - Base B.....	82
Tabela 18 – Quadro comparativo das bases A e B, para os resultados de RMR sem considerar fator de redução e considerando fator de redução médio e máximo.	84
Tabela 19 - Estatísticas descritivas do RQD – base A	84
Tabela 20 - Estatísticas descritivas do RQD – base B	85

Tabela 21 – Parâmetros do modelo teórico de variograma ajustado à variável RMR (sem considerar fator de redução) – base A.	86
Tabela 22 – Parâmetros do modelo teórico de variograma ajustado para a variável RMR (sem considerar fator de redução) – base B.	87
Tabela 23 - Parâmetros do modelo teórico de variograma ajustado para a variável RMR (considerando fator de redução médio) – base A.	89
Tabela 24 - Parâmetros do modelo teórico de variograma ajustado para a variável RMR (considerando fator de redução médio) – base B.	90
Tabela 25 - Parâmetros do modelo teórico de variograma ajustado à variável RMR (considerando fator de redução máximo) – base A.....	91
Tabela 26 - Parâmetros do modelo teórico de variograma ajustado à variável RMR (considerando fator de redução máximo) – base B.....	92
Tabela 27 – Quadro comparativo das análises geoestatísticas para os resultados de RMR sem redução, considerando fator de redução médio e fator de redução máximo, bases A e B.	93
Tabela 28 – Dimensões dos modelos numéricos das bases A e B.....	95

Lista de Quadros

Quadro 01 – (A) Parâmetros, faixas de valores e pontuações do método RMR. (B) Classe de maciço rochoso determinado pelo somatório de pesos. (C) Significado das classes de maciço. (D) Orientação para classificação da condição das descontinuidades. (E) Avaliação do efeito da influência da direção de estruturas geológicas em túneis.....	23
Quadro 02 – Avaliação do efeito da influência da direção das estruturas geológicas para projetos de fundação.....	25

Lista de Figuras

Figura 01 – Fluxograma com as etapas de desenvolvimento.....	3
Figura 02 – Perfis de rugosidade e respectivo índice JRC para a rugosidade da descontinuidade em pequena escala.....	15
Figura 03 – Esquema com o procedimento para o cálculo do RQD	17
Figura 04 – Gráficos de parâmetros e pontuações para o RMR	21
Figura 05 – Curvas de correlação de módulo de deformabilidade <i>in situ</i> para maciços com RMR >50 e RMR<50	25
Figura 07 – Variograma típico e suas propriedades.....	36
Figura 08 – Anisotropia geométrica (a), zonal (b) e mista (c)	37
Figura 09 – Comportamento do variograma próximo à origem.	39
Figura 10 – Principais modelos teóricos de variograma	41
Figura 11 – Localização de oito pontos mais próximos (a) para arranjo aleatório e (b) para arranjo semi-regular.....	43
Figura 12 – Seleção de duas amostras por quadrante (a) para arranjo aleatório e (b) para arranjo semi-regular.....	43
Figura 13 – Seleção de duas amostras por octante (a) para arranjo aleatório e (b) para arranjo semi-regular.....	44
Figura 14 – Localização da Barragem de Itaipu e cidades próximas.....	47
Figura 15 – Arranjo geral da Barragem de Itaipu	48
Figura 16 – Mapa geológico geral da área de implantação da Barragem de Itaipu.	51
Figura 17 – Seção geológica típica na área de implantação da Barragem de Itaipu.	51
Figura 18 – Tipos de fácies presente nos 5 derrames basálticos da região.	52
Figura 19 – Arranjo geral da localização do túnel de prospecção GR4	59
Figura 20 – Características geológicas do emboque do túnel GR4 e ponto de amarração topográfica.....	60
Figura 21 – Representação planificada de parte do mapeamento geológico estrutural do trecho final do túnel GR4.	60
Figura 22 – Discretização da informação em blocos unitários de tamanho 0,55m x 0,55m x 0,55m.	61

Figura 23– Esquema ilustrativo da distribuição de blocos com e sem informação. Em amarelo, blocos com informação.	62
Figura 24 – Base A discretizada em blocos.	62
Figura 25 – Efeito da escala na amostragem.....	63
Figura 26 – Diagrama de concentração de polos – parede de montante	68
Figura 27 – Diagrama de roseta – parede de montante.	68
Figura 28 – Diagrama de dispersão dos polos e a interpretação das principais famílias de descontinuidades – parede de montante.	68
Figura 29 – Diagrama de concentração de polos – parede de jusante.....	69
Figura 30 – Diagrama de roseta – parede de jusante.	69
Figura 31 – Diagrama de dispersão dos polos e a interpretação das principais famílias de descontinuidades – parede de jusante.....	70
Figura 32 – Diagrama de concentração de polos – dados do teto.....	71
Figura 33 – Diagrama de roseta – dados do teto	71
Figura 34 – Diagrama de dispersão dos polos e a interpretação das principais famílias de descontinuidades – dados do teto.....	72
Figura 35 – Diagrama de concentração de polos – todos os dados.	73
Figura 36 – Diagrama de roseta – todos os dados.....	73
Figura 37 – Diagrama de dispersão dos polos dos planos das descontinuidades e a interpretação das principais famílias de descontinuidades – todos os dados.	74
Figura 38 – Histograma da classificação RMR (sem fator de redução) - Base A.	75
Figura 39 – Histograma da classificação RMR (sem fator de redução) - Base B.	75
Figura 40 – Histograma da classificação RMR (considerando um fator de redução médio) - Base A.....	76
Figura 41 – Histograma e estatísticas descritivas da classificação RMR (considerando um fator de redução médio) - Base B.	77
Figura 42 – Histograma da classificação RMR (considerando um fator de redução máximo) - Base A.....	78
Figura 43 – Histograma da classificação RMR (considerando um fator de redução máximo) - Base B.....	79
Figura 44 – Histograma do RQD – base A.....	80

Figura 45 – Histograma do RQD – base B.....	81
Figura 46 – Variograma experimental e modelo teórico ajustado à variável RMR (sem considerar fator de redução) – base A.	82
Figura 47 – Variograma experimental e modelo teórico ajustado à variável RMR (sem considerar fator de redução) – base B.	83
Figura 48– Variograma experimental e modelo teórico ajustado à variável RMR (considerando fator de redução médio) – base A.....	85
Figura 49– Variograma experimental e respectivo modelo teórico ajustado à variável RMR (considerando fator de redução médio) – base B.....	86
Figura 50 – Variograma experimental e respectivo modelo teórico ajustado à variável RMR (considerando fator de redução máximo) – base A.....	87
Figura 51– Variograma experimental e respectivo modelo teórico ajustado à variável RMR (considerando fator de redução máximo) – base B.....	88
Figura 52 – Variograma experimental do RQD – base A.	90
Figura 53 – Variograma experimental do RQD – base B.	90
Figura 54 – Modelo numérico RMR sem fator de redução – base A.	93
Figura 55 – Modelo numérico RMR sem fator de redução – Base B.....	93
Figura 56 – Diagrama de cerca do modelo numérico RMR sem fator de redução – base A.	94
Figura 57 – Diagrama de cerca do modelo numérico RMR sem fator de redução – base B.	94
Figura 58 – Modelo numérico de RMR considerando fator de redução médio – base A.	96
Figura 59 – Modelo numérico de RMR considerando fator de redução médio – base B.	96
Figura 60 – Diagrama de cerca do modelo numérico de RMR considerando fator de redução médio – base A.....	97
Figura 61 – Diagrama de cerca do modelo numérico de RMR considerando fator de redução médio – base B.....	97
Figura 62– Modelo numérico RMR reduzido pelo máximo – base A.	99
Figura 63 – Modelo numérico RMR reduzido pelo máximo – base B.....	99
Figura 64 – Diagrama de cerca do modelo numérico RMR reduzido pelo máximo – base A.	100
Figura 65 – Diagrama de cerca do modelo numérico RMR reduzido pelo máximo – base B.	100

Figura 66 – Trecho da sondagem Integral I3. Em amarelo, o trecho perfurado pelo túnel.	103
Figura 67 – Trecho do túnel, interceptado pela sondagem Integral I3. Entre as progressivas 39J e 40J do mapeamento do túnel.....	103
Figura 68 – Compilação das informações das classificações de RMR, RQD e mapeamento geológico do túnel GR4. Parede de Jusante.....	106
Figura 69 – Compilação das informações das classificações de, RQD e mapeamento geológico do túnel GR4. Parede de montante.....	106
Figura 70 – Trecho do emboque da parede de jusante, caracterizado como maciço rochoso classe III.	111
Figura 71 – Trecho entre 14J e 15J da parede de jusante, caracterizado como maciço rochoso classe I.....	111
Figura 72 – Trecho final do túnel, na parede de montante, caracterizado como maciço rochoso classe III.....	112
Figura 73 – Trecho entre 31M e 32M da parede de montante, caracterizado como maciço rochoso classe I/II	112

SUMÁRIO

1.INTRODUÇÃO	1
2.OBJETIVOS.....	2
3.REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	4
3.1 CARACTERIZAÇÃO E PROPRIEDADES GEOLÓGICO-GEOTÉCNICAS.....	4
3.1.1 <i>Definição de rocha intacta.....</i>	4
3.1.2 <i>Parâmetros Intrínsecos à rocha intacta.....</i>	5
3.1.3 <i>Parâmetros atrelados às descontinuidades</i>	10
3.2 CLASSIFICAÇÃO DE MACIÇOS ROCHOSOS	16
3.2.1 <i>Classificação RQD – Rock Quality Designation</i>	16
3.2.2 <i>Classificação RMR – Rock Mass Rating</i>	19
3.3 CONCEITOS BÁSICOS DE ESTATÍSTICA	25
3.4 AMOSTRAGEM E VARIABILIDADE DOS DADOS	28
3.5 GEOESTATÍSTICA.....	29
3.5.1 <i>Variáveis Regionalizadas</i>	30
3.5.2 <i>Hipóteses restritivas.....</i>	32
3.5.3 <i>Variograma.....</i>	34
3.5.4 <i>Variogramas experimentais.....</i>	39
3.5.5 <i>Modelos teóricos de variograma</i>	41
3.5.6 <i>Estimativas por krigagem ordinária</i>	42
3.5.7 <i>Validação cruzada.....</i>	46
3.6 BARRAGEM DE ITAIPU	47
3.6.1 <i>Aspectos gerais.....</i>	47
3.6.2 <i>Caracterização geológica.....</i>	49
3.6.3 <i>Investigações geológico-geotécnicas.....</i>	56
4. MATERIAIS E MÉTODOS	57
4.1 DESCRIÇÃO DO LOCAL.....	59
4.2 DIRETRIZES E ELABORAÇÃO DA BASE DE DADOS.....	61
4.2.1 <i>Definição da malha de blocos</i>	61
4.2.2 <i>Análise estrutural</i>	63
4.2.3 <i>Definição dos parâmetros da classificação RMR</i>	64
4.3 APLICAÇÃO DE TÉCNICAS GEOESTATÍSTICAS.....	65
4.3.1 <i>Análise estatística</i>	65
4.3.2 <i>Análise geoestatística</i>	65

4.3.3	<i>Interpolação por krigagem ordinária.....</i>	<i>66</i>
4.4	INTERPRETAÇÃO INTEGRADA.....	67
5.	APRESENTAÇÃO E DISCUSSÃO DOS RESULTADOS	67
5.1	ANÁLISE ESTRUTURAL	67
5.2	ANÁLISE ESTATÍSTICA.....	74
5.2.1	<i>RMR sem considerar fator de redução</i>	<i>74</i>
5.2.2	<i>RMR considerando fator de redução médio.....</i>	<i>76</i>
5.2.3	<i>RMR considerando fator de redução máximo</i>	<i>77</i>
5.2.4	<i>Comparação dos resultados estatísticos de RMR</i>	<i>79</i>
5.2.5	<i>RQD.....</i>	<i>80</i>
5.3	ANÁLISE GEOESTATÍSTICA.....	82
5.3.1	<i>RMR sem considerar fator de redução</i>	<i>82</i>
5.3.2	<i>RMR considerando fator de redução médio.....</i>	<i>84</i>
5.3.3	<i>RMR considerando fator de redução máximo</i>	<i>86</i>
5.3.4	<i>Comparação dos resultados geoestatísticos de RMR</i>	<i>89</i>
5.3.5	<i>RQD.....</i>	<i>89</i>
5.4	KRIGAGEM ORDINÁRIA.....	91
5.4.1	<i>Modelo numérico – RMR sem considerar fator de redução</i>	<i>91</i>
5.4.2	<i>Modelo numérico – RMR considerando fator de redução médio</i>	<i>95</i>
5.4.3	<i>Modelo numérico – RMR considerando fator de redução máximo..</i>	<i>98</i>
5.4.4	<i>Comparação dos modelos numéricos de RMR.....</i>	<i>101</i>
5.4.5	<i>Interpretação integrada</i>	<i>102</i>
6	CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES	113
7	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	111

1. INTRODUÇÃO

O sucesso na implantação de um projeto de infraestrutura está diretamente ligado à sua excelência nas fases de concepção, projetos básicos, projetos executivos e construção. Do ponto de vista geológico-geotécnico, isso significa que durante todas estas etapas, é de suma importância a compreensão das relações entre as estruturas a serem construídas e as características do local de implantação, visando definir os tipos e a intensidade das intervenções para garantir a estabilidade (segurança) e a viabilidade econômica da obra.

Para entender a geologia local e obter os parâmetros geotécnicos que descrevam os fenômenos e as relações existentes que possam ter influência na obra, campanhas de investigações geológico-geotécnicas compostas por levantamentos bibliográficos, visitas de campo e amostragens diretas e indiretas são programadas. As amostragens diretas são compostas por pontos de investigação e coleta de dados que são interpretados e extrapolados para as demais áreas do domínio. Estes pontos integrados com as informações regionais de visitas de campo e literatura, buscam inferir as características materiais e a variabilidade dos dados para a elaboração do modelo geológico e geotécnico. Entretanto, há incertezas implícitas na elaboração desses modelos devido a investigações insuficientes, variabilidade natural das variáveis analisadas, limitações nas interpretações em duas dimensões e grande carga de subjetividade devido ao caráter, por vezes, qualitativo das informações.

Na área de mecânica das rochas, visando diminuir a subjetividade das interpretações em projetos de escavações subterrâneas, taludes e barragens, diversos autores propuseram que os dados geológicos fossem considerados segundo classificações de maciços rochosos. As diversas classificações variam principalmente no que tange aos dados de entrada e também aos parâmetros analisados. Algumas são bastante simples e outras necessitam de informações específicas, mas de maneira geral a finalidade destas classificações é conferir objetividade às análises dos parâmetros geológicos, para que possam ser realizadas correlações entre diversos casos históricos e interpretações acerca de parâmetros geotécnicos. Comumente é utilizado o RQD (Rock Quality Designation) como classificação preliminar para as condições do maciço, isto por conta da facilidade de obtenção do parâmetro. Já a classificação RMR (Rock Mass Rating), é bastante

utilizada por conta do grande número de casos históricos analisados, facilidade na obtenção das informações e possibilidade de correlações para obtenção de parâmetros geotécnicos específicos para cada tipo de obra.

A geoestatística, surgida por volta de 1960, por sua vez é uma importante ferramenta que permite prever as características de interesse em locais não amostrados a partir da análise do seu comportamento espacial, ou seja, estudam-se as relações de dependência espacial entre as amostras.

O uso das classificações de maciço rochoso e de métodos geoestatísticos permite analisar quantitativamente as variações espaciais das características geológico-geomecânicas. A utilização integrada da geoestatística e da classificação de maciços rochosos tem importância fundamental para a elaboração de modelos geológico-geotécnicos numéricos tridimensionais que analisados em conjunto com os modelos geológicos interpretativos podem, além de proporcionar visão não tendenciosa das informações, apresentar a quantificação do erro das estimativas nas regiões não amostradas.

2. OBJETIVOS

O objetivo geral desta dissertação é demonstrar a utilidade e a importância da geoestatística para os estudos geotécnicos em projetos de fundação de barragens, onde por meio da geração de modelos numéricos tridimensionais de classificação de maciços rochosos possam-se extrair os parâmetros geotécnicos em regiões não amostradas e visualizar tridimensionalmente como variam. Outro objetivo é comparar os dados de RMR e de RQD amostrados, buscando aferir a sensibilidade de cada classificação na detecção das principais características geológicas da área investigada.

Não se pretende com este estudo substituir a necessidade das campanhas de investigação ou propor a diminuição da quantidade de investigações necessárias, o que se pretende é integrar duas ferramentas, classificações de maciços rochosos e geoestatística, e aprimorar as análises dos dados existentes para a estimativa de regiões não amostradas e geração de modelos numéricos tridimensionais.

Para atingir os objetivos foram seguidas as etapas de desenvolvimento contidas no fluxograma da Figura 01.

Figura 01 – Fluxograma com as etapas de desenvolvimento.

Fonte: Elaborada pelo autor.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1 CARACTERIZAÇÃO E PROPRIEDADES GEOLÓGICO-GEOMECÂNICAS

De acordo com Serra Junior e Ojima (1998), maciço rochoso é constituído por um conjunto de blocos e fragmentos de rocha justapostos e articulados, separados por descontinuidades. Notadamente, os parâmetros geomecânicos são funções da qualidade e das características do material, de suas descontinuidade, da presença de água e o estado de tensão, importando não apenas a quantidade, mas as condições em que estas feições se encontram.

Para fins de estudo de geologia de engenharia, a determinação objetiva dos parâmetros geomecânicos do maciço e de suas interações são os principais objetivos de geólogos e geotécnicos (AGUILERA, 2009). Conforme observado em Nogoseke (2008), com a intenção de tornar a caracterização mais objetiva e, portanto, quantitativa, foram desenvolvidas diversas classificações de maciço rochoso cujo objetivo é a determinação dos parâmetros intrínsecos ao maciço rochoso e às suas descontinuidades. Observa-se em Bieniawski (1989), que um aspecto fundamental da classificação de maciços rochosos é o seu emprego de maneira universal, sendo aplicável e correlacionável entre as diversas regiões de estudo, reduzindo assim, de maneira significativa, os erros humanos de interpretação.

Conforme Nonato (2002), no âmbito da geologia de engenharia, são essenciais tanto a descrição da qualidade do material constituinte do maciço rochoso, quanto seu estado de alteração, coerência e fraturamento, definição do tipo litológico, bem como outras características relativas às condições hidrogeológicas e das paredes das descontinuidades, pois estas características determinam o comportamento do maciço rochoso.

Segundo Hoek (2000), a utilização de um sistema de classificação de maciços rochosos permite a compartimentação segundo critérios geomecânicos e auxilia a interpretação da estabilidade do maciço rochoso.

3.1.1 Definição de rocha intacta

De acordo com Damasceno (2008), rocha intacta, também conhecida como elemento rochoso, pode ser entendida como a matriz rochosa livre de

descontinuidades, formada por minerais agregados entre si, possuindo coesão interna e resistência à tração elevadas e, portanto, a matriz rochosa é parte constituinte do maciço rochoso e apresenta influência no maciço como um todo.

Serra Junior e Ojima (1998) afirmam que o comportamento da rocha intacta pode ser anisotrópico, apresentando diferentes comportamentos em diferentes direções, como observado em rochas xistosas ou foliadas, cujo comportamento depende de direção e sentido. O seu comportamento também pode ser isotrópico, apresentando comportamentos semelhantes em diferentes direções, como por exemplo, em rochas ígneas maciças, extrusivas ou intrusivas. A rocha intacta está susceptível à ação do intemperismo físico e químico e, portanto, suas características geomecânicas estão associadas diretamente à intensidade com que foram expostas a estes agentes.

Pode-se dizer, a partir de Pinotti e Carneiro (2013), que o parâmetro ligado diretamente ao intemperismo químico é a alteração e o parâmetro ligado diretamente ao intemperismo físico é a coerência, obtendo como produto da intensidade destas ações intempéricas, a redução da resistência ao cisalhamento (coesão e ângulo de atrito interno). Portanto, a descrição objetiva da matriz do elemento rochoso (rocha intacta) e a padronização de suas características físicas são fundamentais para que as classificações geomecânicas sejam bem-sucedidas.

3.1.2 Parâmetros Intrínsecos à rocha intacta

3.1.2.1 Litologia

Segundo Clerici, Griffini e Pozzi (1990), a litologia tem que ser descrita de maneira prática com relação as suas características de formação. No geral, devem ser observadas evidências de gênese, anisotropia, foliação, clivagem, granularidade, angulosidade e arredondamento, granulometria e cor.

Para Serra Junior e Ojima (1998), a classificação litológica para aplicação em engenharia deve se apoiar em conceitos petrológicos de uso corrente da geologia, mas tem de ser simplificada e objetiva, adotando como critérios o grupo genético, as estruturas principais, textura, granulação e mineralogia.

Quase sempre as observações se dão a olho nu ou com a ajuda de uma lupa, não sendo comuns descrições de lâminas petrográficas em microscópio. Entretanto,

há casos em que é necessária maior riqueza no detalhamento litológico para o desenvolvimento de um projeto, a depender da necessidade no decorrer dos estudos.

3.1.2.2 Alteração

Conforme observado em IAEG (1981), o intemperismo químico é caracterizado pela modificação da composição química e mineralógica da rocha, tendo minerais secundários como produtos da decomposição. Goodman (1993) destaca a forte influência do intemperismo químico com a disponibilidade de precipitação e água suficientes para lixiviar os materiais.

É importante salientar que, do ponto de vista geomecânico, é necessário avaliar a influência do intemperismo químico a curto e longo prazos, a fim de se analisar a influência da modificação do estado inicial ao longo do período de vida do empreendimento. Para tanto, conforme observado em Oliveira (2012), são realizados testes de alterabilidade acelerada, visando a avaliação do processo em longo prazo.

O processo de alteração dos materiais é gradacional e constantemente caracterizado de maneira visual, pela descoloração e formação de minerais secundários. Quanto maior a intensidade do processo intempérico, maior será o enfraquecimento da matriz rochosa intacta (NONATO, 2002).

Segundo Lopes (2006), do ponto de vista geomecânico a alteração é definida como o conjunto de modificações que conduzem à degradação das características mecânicas das rochas, onde sua caracterização inicia-se na análise qualitativa, sendo caracterizado com base na avaliação visual da mudança de cor, brilho e textura.

Alguns fatores aceleram o processo de alteração das rochas, tais como a presença de descontinuidades, microfissuramento, presença de argilo-minerais, e a composição mineralógica rica em minerais de ferro e magnésio (mais susceptíveis ao intemperismo químico).

Entretanto, por ser inadequada e de difícil mensuração, a International Society of Rock Mechanics - ISRM (1981) ponderou estas interpretações qualitativas em classes quantitativas, conforme apresentado na Tabela 01. Já o Instituto de

Pesquisas Tecnológicas - IPT (1984) interpretou e descreveu as classes de alteração conforme pode-se observar na Tabela 02. Desta maneira, é possível quantificar o parâmetro de alteração.

Tabela 01 – Descrição das classes de Alteração.

SIGLA	DENOMINAÇÃO	DESCRIÇÃO
W1	Rocha Sã	Alteração mineralógica nula ou incipiente. Minerais preservam brilho original e cor. Resistência original da rocha não afetada pela alteração
W2	Rocha Pouco Alterada	Descoloração na matriz rochosa e nas descontinuidades. Alteração mineralógica perceptível e perda de brilho. Resistência original da rocha parcialmente afetada pela alteração
W3	Rocha Moderadamente Alterada	Matriz descolorida, podendo ocorrer material mais alterado nas descontinuidades. Resistência afetada pelo intemperismo.
W4	Rocha Muito Alterada	Matriz totalmente oxidada e cores muito descoloridas. Foliação ressaltada pelo intemperismo. Resistência muito afetada pela alteração.
W5	Rocha Completamente Alterada	Material rochoso é decomposto em solo com estruturas reliquias. A estrutura do solo ainda é intacta.
W6	Solo Residual	Material totalmente transformado em solo. Estruturação da rocha matriz totalmente destruída.

Fonte: ISRM (1981).

Tabela 02 – Descrição das classes de Alteração.

GRAU	DENOMINAÇÕES	CARACTERÍSTICAS DA ROCHA
A1	Rocha Sã ou Praticamente Sã	Minerais primários sem vestígios de alteração ou com alterações físicas e químicas incipientes. A rocha é ligeiramente descolorida.
A2	Rocha Medianamente Alterada	Minerais medianamente alterados. A rocha pode ser bastante descolorida.
A3	Rocha Muito Alterada	Minerais muito alterados, por vezes pulverulentos e friáveis.
A4	Rocha Extremamente Alterada	Minerais totalmente alterados. A rocha é intensamente descolorida, graduando para cores de solo.

Fonte: IPT (1984).

3.1.2.3 Coerência

De acordo com Guidicini *et al.* (1972), a coerência é baseada em propriedades como tenacidade, dureza e friabilidade das rochas, sendo também determinada tátil-visualmente pela observação da resistência que a rocha oferece ao impacto do martelo e ao risco com lâminas de aço.

Segundo Lopes (2006), a descrição do grau de coerência permite a comparação de variedades dentro de um mesmo litotipo, avaliar de maneira qualitativa a ação do intemperismo sobre as rochas e as consequentes modificações das propriedades mecânicas. Devido à facilidade de obtenção, este é um dado consagrado na área de geologia de engenharia. Observa-se que a coerência está intimamente ligada ao parâmetro de alteração, visto que em um mesmo litotipo em que há variados graus de alteração também haverá variados graus de coerência. Entretanto, a intensidade da redução da coerência frente a alteração é bastante variável e dependente, sobretudo, da composição mineralógica e características da rocha intacta. A Tabela 03, proposta por Guidicini *et al.* (1972), apresenta a classificação das rochas quanto à coerência.

Tabela 03 – Descrição das classes de grau de coerência.

SIGLAS	DENOMINAÇÃO	CARACTERÍSTICAS DA ROCHA
C1	Coerente	Quebra com dificuldade ao golpe do martelo, produzindo fragmentos de bordas cortantes. Superfície dificilmente riscável por lâmina de aço. Somente escavável a fogo.
C2	Moderadamente Coerente	Quebra com dificuldade ao golpe do martelo. Superfície riscável com lâmina de aço. Escavável a fogo.
C3	Pouco Coerente	Quebra com facilidade ao golpe do martelo, produzindo fragmentos que podem ser partidos manualmente. Superfície facilmente riscável por lâmina de aço. Escarificável.
C4	Incoerente	Quebra com a pressão dos dedos, desagregando-se facilmente. Pode ser cortada com lâmina de aço. Friável e escavável com lâmina.

Fonte: Guidicini *et al.* (1972)

3.1.2.4 Resistência

O parâmetro da resistência está relacionado à compressão simples. É resultante da influência, na rocha intacta, da alteração e da coerência. De acordo com Nogoseke (2008), o ensaio de resistência à compressão para caracterização desta propriedade é muito dispendioso, mas testes indiretos são comumente empregados, tais como o teste de carga pontual e o martelo de Schmidt.

Na Tabela 04, apresenta-se a classificação de campo, proposta pela ISRM (1981), para a resistência dos materiais rochosos em relação à resistência à compressão uniaxial. Para Guidicini *et al.* (1972), o parâmetro de grau de resistência relaciona-se com a compressão simples, o autor apresenta também os diferentes graus de valores obtidos a partir de ensaios de compressão uniaxial, conforme Tabela 05.

Tabela 04 – Classificação de campo para o grau de resistência da rocha intacta e correlação com a resistência a compressão Uniaxial.

GRAU	DESCRIÇÃO	IDENTIFICAÇÃO DE CAMPO	RESISTÊNCIA (MPa)
R0	Rocha Extremamente Fraca	Marcada pela unha.	0,25 - 1,00
R1	Rocha Muito Fraca	Esmigalha-se sob o impacto do martelo de geólogo, pode ser raspada por canivete.	1,00 - 5,00
R2	Rocha Fraca	Pode ser raspada por canivete com dificuldade, marcada por firme pancada com a ponta do martelo.	5,00 - 25,00
R3	Rocha com Resistência Média	Não pode ser raspada por canivete, amostras podem ser fraturadas com um único golpe do martelo.	25,00 - 50,00
R4	Rocha Resistente	Amostras requerem mais de um golpe de martelo para fraturar-se.	50,00 - 100,00
R5	Rocha Muito Resistente	Amostras requerem muitos golpes de martelo para fraturar-se.	100,00 - 250,00
R6	Rocha Extremamente Resistente	Amostras podem apenas ser lascadas com o martelo de geólogo.	>250,00

Fonte: ISRM (1981)

Tabela 05 – Descrição das classes de graus de resistência por compressão uniaxial.

SIGLA	DENOMINAÇÃO	RESISTÊNCIA (MPa)
R1	Muito Resistente	>120
R2	Resistente	120 - 60
R3	Pouco Resistente	60 - 30
R4	Branda	30 - 10
R5	Muito Branda	<10

Fonte: Guidicini *et al.* (1972)

3.1.3 Parâmetros atrelados às discontinuidades

As superfícies limitantes da rocha intacta são os principais condicionantes do comportamento do maciço rochoso, sendo responsáveis pela redução nos valores dos parâmetros de resistência como a coesão e o ângulo de atrito interno. Estas superfícies são designadas como discontinuidades, termo genérico que designa as feições geológicas que interrompem a continuidade física do meio rochoso (ISRM, 1978). Outros autores definem discontinuidade como a região, o plano ou feição de maciço rochoso que apresenta considerável redução de sua resistência à tração, para alguns, ou ao cisalhamento, para outros.

Conforme Serra Júnior e Ojima (1998), a resistência, deformabilidade, estabilidade, entre outras propriedades do maciço rochoso, são mais condicionados pela natureza das discontinuidades que pela própria rocha intacta.

É sabido que as discontinuidades têm extrema influência e importância no comportamento do maciço rochoso, pois apresentam propriedades mecânicas muito inferiores às da rocha intacta e, além disso, são caminhos preferenciais para percolação de água, visto que a velocidade de percolação da água é muito superior nas discontinuidades em relação à matriz e, com isso, zonas preferenciais de meteorização são formadas.

3.1.3.1 Tipos de discontinuidades

Pode-se observar em Silva (2010), que os principais tipos de discontinuidades têm relação com o intemperismo, principalmente físico, ou com os esforços atuantes na crosta, tanto dirigidos quanto litostático. Podem ser

classificadas como falhas, juntas e fraturas, entre outras. As fraturas e juntas são caracterizadas pelos planos de quebra sem deslocamento de um bloco em relação ao outro. Já a falha é caracterizada pelo deslocamento relativo entre as duas paredes da descontinuidade (NOGOSEKE, 2008).

Entretanto, há as descontinuidades relacionadas à formação do litotipo tais como acamamento, foliação e xistosidade. De acordo com a ISRM (1981), a descontinuidade engloba qualquer feição geológica que interrompa a continuidade física de uma rocha intacta, apresentando resistência à tração nula ou muito baixa.

3.1.3.2 Determinação de famílias de descontinuidades

As famílias de descontinuidades são aquelas cujas orientações de planos são parecidas, podendo apresentar características semelhantes ou não. Geralmente as famílias de descontinuidades são caracterizadas após a coleta de dados em campo, sondagens orientadas ou ensaios de televisamento. Os dados são então plotados em estereogramas e observadas as regiões com adensamento de planos semelhantes, caracterizando assim, as famílias de fraturas. Observa-se que as famílias são obtidas por meio de critérios geométricos e que quando as famílias são estabelecidas, as atitudes médias de cada uma delas automaticamente também o são.

Salienta-se que o cuidado com relação ao sistema de notação adotado é importante para evitar análises errôneas. A maioria dos estudos adota o sistema de rumo do mergulho e mergulho, ou utilizam direção da camada e mergulho da camada, sendo que muitas vezes o que determina o sistema de notação é a ferramenta utilizada na coleta de campo. Outro ponto que merece destaque é a adoção do mergulho real, medido perpendicularmente à direção do plano (máxima inclinação do plano).

3.1.3.3 Espaçamento e fraturamento

Embora o espaçamento esteja ligado ao fraturamento, este não se limita apenas àquele. O espaçamento é a medida da distância média, perpendicular ao plano das descontinuidades pertencentes a uma mesma família de descontinuidades. O grau de fraturamento é uma medida obtida pela contagem simples do número de descontinuidades por metro de amostragem,

independentemente de qual família a descontinuidade pertença ou a sua perpendicularidade. A ISRM (1978) propôs a terminologia apresentada na Tabela 06 para a classificação dos espaçamentos. Já Guidicini *et al.* (1972) propuseram a classificação dos graus de fraturamento por metro linear, conforme apresentado na Tabela 07.

Tabela 06 – Classificação de espaçamentos dentro das famílias de descontinuidades.

ESPAÇAMENTO (mm)	DESCRIÇÃO
<20	Espaçamento Extremamente Fechado
20 - 60	Espaçamento Muito Fechado
60 - 200	Espaçamento Fechado
200 - 600	Espaçamento Moderado
600 - 2000	Espaçamento Aberto
2000 - 6000	Espaçamento Muito Aberto
>6000	Espaçamento Extremamente Aberto

Fonte: ISRM (1978)

Tabela 07 – Graus de fraturamento.

SIGLAS	NÚMERO DE FRATURAS POR METRO	DENOMINAÇÃO
F1	<1	Ocasionalmente Fraturado
F2	1 - 5	Pouco Fraturado
F3	6 - 10	Medianamente Fraturado
F4	11 - 20	Muito Fraturado
F5	>20	Extremamente Fraturado

Fonte: Guidicini *et al.*(1972)

Estes parâmetros, juntamente com a orientação relativa da perfuração, são os mais influentes nos resultados do RQD, Rock Quality Designation, proposto por Deere *et al.* (1967), visto que o caráter direcional da amostragem tem grande impacto nos resultados obtidos do RQD.

3.1.3.4 Persistência

A persistência pode ser entendida como a extensão entre o início e o final da descontinuidade, sendo também chamada de traço da descontinuidade. Segundo a ISRM (1978), a persistência implica na extensão ou dimensão de uma descontinuidade num plano que pode ser quantificado observando-se o comprimento do traço na superfície exposta do maciço e sugere a classificação apresentada na Tabela 08.

Nogoseke (2008) discorre que este parâmetro pode ser de difícil mensuração, pois as sondagens por si não podem expressá-lo e em algumas exposições rochosas ele pode não ser evidenciado por completo, visto que muitas vezes o comprimento da descontinuidade é superior ao comprimento da exposição.

Este parâmetro exerce forte influência na estabilidade de maciços rochosos em fundações de barragens e escavações e tem forte relação com a escala de trabalho utilizada.

Tabela 08 – Classificação de persistência.

ESPAÇAMENTO (m)	DESCRIÇÃO
<1	Persistência Muito Baixa
1 - 3	Persistência Baixa
3 - 10	Persistência Média
10 - 20	Persistência Alta
>20	Persistência Muito Alta

Fonte: ISRM (1978).

3.1.3.5 Abertura e preenchimento

Nonato (2002) afirma que as descontinuidades podem se apresentar abertas ou fechadas e quando abertas podem ou não apresentar preenchimento. A abertura é medida pela distância perpendicular entre as paredes laterais de cada descontinuidade. O preenchimento é o material existente entre as paredes da descontinuidade.

A abertura e o preenchimento também têm grande importância com relação à permeabilidade e resistência ao cisalhamento. Apresenta-se na Tabela 09 a classificação das aberturas das descontinuidades proposta por ISRM (1978).

A descrição do preenchimento das descontinuidades deve considerar o potencial expansivo do tipo de material de enchimento além da granulometria das partículas, mineralogia, grau de alteração e resistência ao intemperismo.

O material de preenchimento também pode ser precipitado através da abertura das descontinuidades devido à percolação intensa com nível d'água variável. Trechos de maciços com fraturas abertas, por si só, tendem a acumular água e acelerar o processo intempérico do maciço rochoso e quando em trechos onde a variação da subida e descida do nível d'água é intensa, é observada a lixiviação de material e consequente precipitação de película, frequentemente ferruginosa.

Tabela 09 – Classificação de aberturas das descontinuidades.

ABERTURA	DESCRIÇÃO	
< 0,10 mm	Muito Apertada	
0,10 - 0,25 mm	Apertada	Fechadas
0,25 - 0,50 mm	Parcialmente Aberta	
0,50 - 2,50 mm	Aberta	
2,50 - 10,00 mm	Moderadamente Larga	Abertas
>10 mm	Larga	
1 - 10 cm	Muito Larga	
10 - 100cm	Extremamente Larga	Afastadas
> 1 m	Cavernosa	

Fonte: ISRM (1978).

3.1.3.6 Rugosidade

Observa-se em ISRM (1981), que a rugosidade é caracterizada pela ondulação e irregularidades das superfícies das descontinuidades. É um parâmetro de forte influência na resistência ao cisalhamento, visto que tais irregularidades nas superfícies podem aumentar a resistência ao cisalhamento.

Serra Junior e Ojima (1998) discorrem que na iminência de ruptura planar, uma descontinuidade bastante rugosa pode apresentar fator de segurança superior à descontinuidade lisa ou plana, pois a rugosidade aumenta o ângulo de atrito interno devido ao imbricamento entre as irregularidades das paredes. Entretanto, esta influência diminui à medida que a abertura e o preenchimento aumentam de espessura.

Observa-se que a rugosidade deve ser analisada tendo em vista a escala de observação. Escala é uma razão, ou seja, 1:500 ou 1/500, deste modo ondulações de grande porte só podem ser observadas em pequenas escalas 1:10.000, por exemplo, já as microrrugosidades serão melhor observadas em grandes escalas 1:50, por exemplo. Em grande escala é possível observar ondulações de grande porte, não caracterizada nas sondagens, e em pequena escala é possível observar as microrrugosidades. A Figura 02 apresentada por Hoek (2000) foi proposta por Barton e Bandis, para a definição do índice JRC (coeficiente de rugosidade da descontinuidade) que quantifica microrrugosidades.

Figura 02 – Perfis de rugosidade e respectivo índice JRC para a rugosidade da descontinuidade em pequena escala

Fonte: HOEK, 2000.

De acordo com Serra Junior e Ojima (1998), a rugosidade influencia especialmente a resistência ao cisalhamento, sobretudo quando se trata de

descontinuidades não preenchidas, conferindo incremento ao ângulo de atrito interno.

3.2 CLASSIFICAÇÃO DE MACIÇOS ROCHOSOS

O desenvolvimento de classificações de maciços rochosos surgiu da necessidade de parametrizar e correlacionar diversos casos, em diversos países, a fim de obter uma classificação de cunho objetivo e quantitativo. A partir desta premissa, foram desenvolvidos diversos métodos de classificação, que utilizam os mais variados tipos de parâmetros e classes.

De acordo com Bieniawski (1989), a classificação de maciço rochoso é o principal meio de abordagem empírica e largamente empregada na engenharia de rochas sendo, portanto, um importante meio para basear e representar o comportamento de estruturas subterrâneas complexas.

De acordo com Redondo (2003), a natureza dos maciços rochosos é, quase sempre, muito complexa. Sendo assim, ferramentas teóricas são necessárias para possibilitar analisar o seu comportamento. Com esta finalidade, foram idealizados diversos modelos teóricos que possibilitam relacionar as situações atuais encontradas com as situações já observadas em casos anteriores.

3.2.1 RQD – Rock Quality Designation

O RQD – *Rock Quality Designation* foi introduzido originalmente para designar as características de intemperismo e condições para desenvolvimento de túneis, numa época em que as informações sobre a qualidade de rochas eram obtidas apenas pelas descrições geológicas e pelo percentual de recuperação de testemunhos (DEERE; DEERE, 1988).

Deere, juntamente com colegas da Universidade de Illinois, apresentou a publicação do conceito de índice de qualidade da rocha (RQD), sendo definido por Deere *et al.* (1967), como uma estimativa quantitativa da qualidade do maciço utilizando testemunhos obtidos por sondagens rotativas, (DEERE; DEERE, 1988).

O RQD – *Rock Quality Designation* é usado como um parâmetro de descrição de testemunhos de sondagem e elemento básico de sistemas de classificação de maciços rochosos mais sofisticados. Durante muitos anos, devido à simplicidade na

obtenção e baixo custo, o RQD foi bastante utilizado como forma de classificação de maciço rochoso (NOGOSEKE, 2008).

De acordo com o exposto em Redondo (2003), embora quando analisado isoladamente possa apresentar distorções, visto que desconsidera as características das paredes das discontinuidades e pondera apenas a geometria e a orientação dos planos. Pode ser avaliada como uma boa análise preliminar do comportamento de maciços rochosos, visando obter uma visão geral da compartimentação do maciço rochoso e sua distribuição espacial. Desta forma, pode ser útil na determinação de áreas que poderão apresentar determinado risco e, portanto, orientar a campanha de sondagens a fim de mitigá-los, ou ainda otimizar os parâmetros de acordo com a compartimentação da área de estudo.

O RQD considera apenas os trechos recuperados iguais ou superiores a 10cm, atualmente, ele é utilizado para descrever a qualidade dos testemunhos de sondagem em relação ao seu grau de fraturamento. É caracterizado como o somatório dos trechos maiores do que 10 cm, dividido pelo comprimento da manobra perfurada conforme esquematizado na Figura 03, modificada de Deere (1988).

Figura 03 – Esquema com o procedimento para o cálculo do RQD

Fonte: modificada de DEERE, 1988.

De acordo com a ISRM (1981), a determinação do RQD é feita em sondagens que utilizam barriletes duplos de diâmetro NX (54mm). Entretanto, com perfuração

cuidadosa, consegue-se obter resultados satisfatórios mesmo com perfurações com diâmetros menores, tais como o NQ (47,5mm) ou BQ (36,5mm). Já Bieniawski (1989) considera que a determinação do RQD pode ser feita apenas em diâmetro NX (54mm) ou superior, tal como o PQ (85mm).

Na prática, o que ocorre é uma limitação imposta no processo de execução das sondagens. Quando em trechos iniciais, geralmente as características de fraturamento e alteração apresentam estágios elevados e caso a sondagem não seja realizada com diâmetros maiores, tal como o diâmetro HX (114,3 mm), as hastes de perfuração podem travar, não sendo possível dar continuidade ao furo. Outra característica importante na determinação do diâmetro da sondagem é a profundidade total estimada para o furo, pois pode ser necessária a redução do diâmetro da sondagem para que seja possível continuar a perfuração. Adicionalmente, ao reduzir os diâmetros da perfuração, o intervalo de trechos perfurados (manobra) também é encurtado e, portanto, realizado com mais cautela. De fato, o que se observa na prática é que a variação do diâmetro da perfuração não causa variações significativas no RQD quando a sondagem é executada corretamente.

O RQD pode apresentar variação dependendo da orientação das descontinuidades e do furo, visto que ele é um parâmetro direcional. Palmstrom (1982) sugeriu a determinação do RQD a partir da estimação do número de descontinuidades por m^3 , quando é possível observar os traços das descontinuidades nas paredes de escavações ou taludes, pelo índice volumétrico unitário do maciço, J_v (volumetric joint count), obtido na expressão: $RQD = 115 - 3,3 \times J_v$. Segundo Hoek (2000), o uso do J_v pode ser útil na redução da dependência direcional, pois utilizando a informação de fraturas por m^3 torna o parâmetro independente da orientação das descontinuidades, passando a depender da ocorrência em si.

Outro ponto relevante em relação aos cuidados na execução e análise de sondagens é diferenciar as descontinuidades do maciço rochoso daquelas resultantes de quebras causadas pelo processo mecânico da execução das sondagens ou do transporte dos testemunhos. É necessário avaliar se as descontinuidades são naturais ou quebras mecânicas, utilizando da análise tátil-visual e da observação das paredes das descontinuidades. Geralmente quando as

paredes são rugosas, sem preenchimento e se encaixam perfeitamente, são consideradas quebras mecânicas e, portanto, não entram no cálculo do Jv e do RQD. Por causa desta diferenciação, não é recomendável que o procedimento de cálculo seja feito por meio de banco de dados fotográficos, e sim através dos testemunhos.

Deere (1968) determinou as seguintes classes de RQD, Tabela 10, para expressar a qualidade das rochas:

Tabela 10 – Classes com descrição de qualidade de rocha

RQD (%)	DESCRIÇÃO DA QUALIDADE DA ROCHA
0 - 25	Muito Pobre
25 - 50	Pobre
50 - 75	Regular
75 - 90	Bom
90 - 100	Excelente

Fonte: Deere (1968)

No Brasil, segundo Serra Jr e Ojima (1998), há uma variação do RQD, chamada de IQR (Índice de Qualidade de Rocha), que utiliza o comprimento de trechos homogêneos em relação ao espaçamento e distribuição de fraturas, com comprimento mínimo de 0,5m, ao invés de considerar o comprimento total da manobra. A utilização do IQR evita diluição de trechos com RQD de pior qualidade e, portanto, é mais fácil identificar e isolar trechos com características ruins, quando em uma manobra de sondagem existirem trechos com RQD ruins e bons. Conforme observado em Nogoseke (2009), a utilização do IQR em detrimento do RQD permite melhor sensibilidade da classificação ao longo das sondagens, porém é mais dispendioso, pois necessita a compartimentação do testemunho de sondagem, muitas vezes diferente das manobras realizadas durante a execução da sondagem.

3.2.2 Classificação RMR – Rock Mass Rating

O sistema de classificação de maciço rochoso RMR – Rock Mass Rating, foi desenvolvido a partir de 1972 e proposto por Bieniawski em 1976, sendo inicialmente desenvolvido para obras subterrâneas, devido a vasta experiência do autor neste tipo de obra. Entretanto, sofreu diversas modificações e refinamentos

com o incremento de casos práticos. Mas, conforme Chistofolletti (2014), sempre manteve a essência e não deve ser considerado como um novo tipo de classificação. Conforme observado em Bieniawski (1989) e Aksoy (2008), após as últimas modificações com as interpretações de mais de 350 casos, a aplicação do método foi estendida para estabilidade de taludes, demais escavações e sondagens.

Segundo Aksoy (2008), a classificação RMR foi desenvolvida como ferramenta de concepção de projeto, assim como outros métodos de classificação. A primeira versão do RMR procurava estimar o tempo de auto-sustentação de um vão sem suporte de uma escavação subterrânea em folhelhos e rochas argilosas. Em 1974, Bieniawski desmembrou o item classificado como “condição da descontinuidade” em alteração, abertura e continuidade da descontinuidade, além de alterar a pontuação do item, e de reduzir de oito para seis parâmetros. Em 1976, Bieniawski a revisou novamente, modificando o guia de dimensionamento de suporte em relação à espessura de concreto e comprimento das pregagens. Modificou o intervalo da classe I, expandindo para a pontuação 81 a 100, acrescentou o critério de rugosidade para a descrição das descontinuidades e adicionou o parâmetro de índice de resistência a carga pontual. Em 1979 modificou as condições de água subterrânea e condição das descontinuidades, incluindo as condições gerais de água, para os casos onde não se pode medi-la, além de inserir o fator de redução devido à orientação das descontinuidades para casos de túneis, taludes e barragens.

Ainda de acordo com Aksoy (2008), as últimas modificações para o sistema RMR, feitas por Bieniawski em 1989, são:

1. Introdução de gráficos de “parâmetros x pontuação” para pontuações mais precisas (Figura 04);
2. Especificação e pontuação dos parâmetros de traço, espaçamento, rugosidade, preenchimento e grau de alteração das descontinuidades conforme diretrizes propostas pela ISRM (International Society for Rock Mechanics);
3. Recomendação de fatores de redução para massas rochosas enfraquecidas pela atividade mineira;
4. Rearranjo do gráfico para vão livre sem suporte.

Figura 04 – Gráficos de parâmetros e pontuações para o RMR

Legenda: A) Pontuação em relação à variação da resistência à compressão uniaxial, B) Pontuação em relação à variação do espaçamento, C) Pontuação em relação ao RQD e D) Correlação entre RQD e espaçamento. Fonte: Aksoy, 2008.

Após as últimas modificações, Bieniawski (1989) definiu a classificação pelo sistema RMR, sendo obtida a partir da análise e pontuação de cada um dos seis parâmetros que, somados, classificam o maciço rochoso em cinco classes.

Os parâmetros considerados são:

1. Resistência à compressão uniaxial;
2. RQD;
3. Espaçamento médio entre as descontinuidades;
4. Condições das descontinuidades;
5. Condições de água no maciço;
6. Orientação em relação ao corte ou escavação.

Os parâmetros, as faixas de valores e os pesos relativos para cada parâmetro seguem o proposto por Bieniawski (1989) e são apresentados no Quadro 01(A). A determinação da classe de maciço rochoso pode ser vista no Quadro 01(B). O

tempo de auto-sustentação, dimensão do vão livre e os parâmetros de resistência (coesão e ângulo de atrito interno) estimados para cada classe de maciço, são apresentados no Quadro 01(C). Para a análise do parâmetro de caracterização das condições das fraturas sugere-se utilizar, por ser mais completa, o contido no Quadro 01(D). No Quadro 01(E) é observado o efeito da orientação das estruturas geológicas principais em projetos de túneis.

Para a avaliação da influência da direção das estruturas geológicas principais na classe de maciço, para projetos de fundação, adotou-se o proposto por Bieniawski e Orr (1976), apresentado no Quadro 02.

Para os projetos e estudos de fundações de barragens é fundamental a determinação do módulo de deformabilidade (E_M). O E_M *in situ* pode ser obtido por correlação, e conforme observado em Aksoy (2008):

Para maciços rochosos com RMR superior a 50, utiliza-se:

$$E_M = 2RMR - 100$$

Para maciços rochosos com RMR inferior a 50, utiliza-se:

$$E_M = 10^{(RMR-10)/40}$$

Onde E_M é o módulo de deformabilidade *in situ* do maciço rochoso, em GPa.

Quadro 01 – (A) Parâmetros, faixas de valores e pontuações do método RMR. (B) Classe de maciço rochoso determinado pelo somatório de pesos. (C) Significado das classes de maciço. (D) Orientação para classificação da condição das descontinuidades. (E) Avaliação do efeito da influência da direção de estruturas geológicas em túneis.

A - PARÂMETROS DE CLASSIFICAÇÃO E PONTUAÇÕES									
PARÂMETROS			FAIXA DE VALORES						
1	Resistência da Rocha Intacta	Índice puntiforme	>10	4 a 10	2 a 4	1 a 2	Utilizar compressão simples		
		Compressão Simples (MPa)	>250	100 a 250	50 a 100	25 a 50	5 a 25	1 a 5	< 1
	Peso relativo		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD (%)		90 a 100	75 a 90	50 a 75	50 a 25	<25		
	Peso Relativo		20	15	10	8	5		
3	Espaçamento entre fraturas		>2,00m	0,6 a 2,00m	200 a 600 mm	60 a 200mm	<60mm		
	Peso relativo		20	15	10	8	5		
4	Condição das fraturas		Superfícies muito rugosas; Não contínuas; Fechadas; Paredes duras.	Superfícies pouco rugosas; abertura <1mm; Paredes duras.	Superfícies pouco rugosas; abertura <1mm; Paredes moles.	Superfícies estriadas ou preenchimento < 5mm ou abertura 1 - 5 mm; contínuas	Preenchimento mole >5 mm ou abertura >5mm; contínuas		
5	Água Subterrânea	Infiltração em 10m de túnel (l/min)	Nenhuma	<10	10 – 25	25 – 125	>125		
		Relação (Pressão de água / tensão)	0	<0,1	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	>0,5		
		Condições gerais	Seco	Umedecido	Úmido	Gotejando	Com fluxo		
	Peso relativo		15	10	7	4	0		
6	Direção e mergulho		Muito favorável	Favorável	Moderado	Desfavorável	Muito desfavorável		
	Peso relativo	Túneis	0	-2	-5	-10	-12		
		Fundações	0	-2	-7	-15	-25		
		Taludes	0	-2	-25	-50	-60		

Continua

Continuação

B - CLASSES DE MACIÇOS DETERMINADAS PELA PONTUAÇÃO TOTAL					
Classe	I	II	III	IV	V
Descrição	Muito bom	Bom	Regular	Pobre	Muito pobre
Soma dos pesos	100 a 81	80 a 61	60 a 41	40 a 21	<20
C - SIGNIFICADO DAS CLASSES DE MACIÇO ROCHOSO					
Classe	I	II	III	IV	V
Tempo médio de auto sustentação	10 anos	1 ano	1 semana	10 horas	30 min
Vão da seção (m)	15	10	5	2,5	1
Coesão (KPa)	>400	300 a 400	300 a 200	200 a 100	<100
Ângulo de atrito (°)	>45	35 a 45	25 a 35	15 a 25	<15
D - GUIA PARA CLASSIFICAÇÃO DAS CONDIÇÕES DE DESCONTINUIDADES					
PARÂMETROS	FAIXA DE VALORES				
Persistência da descontinuidade	<1m	1 a 3m	3 a 10m	10 a 20m	>20
Peso relativo	6	4	2	1	0
Abertura	Nenhuma	<0,1mm	0,1 a 1,0mm	1,0 a 5,0mm	>5mm
Peso relativo	6	5	4	1	0
Rugosidade	Muito rugosa	Rugosa	Levemente rugosa	Lisa	Espelho de falha
Peso relativo	6	5	3	1	0
Preenchimento	Preenchimento duro			Preenchimento mole	
	Nenhum	<5mm	>5mm	<5mm	>5mm
Peso relativo	6	5	3	1	0
Alteração	Nenhuma	Leve	Moderada	Alta	Decomposta
Peso relativo	6	5	3	1	0
E - EFEITO DA ORIENTAÇÃO DAS DESCONTINUIDADES EM TÚNEIS					
DIREÇÃO PERPENDICULAR AO EIXO DO TÚNEL			DIREÇÃO PARALELA AO EIXO DO TÚNEL		
Escavação no sentido do mergulho			Mergulho entre 45 a 90°	Mergulho entre 20 a 45°	
Mergulho entre 45 a 90°	Mergulho entre 20 a 45°				
Muito favorável	Favorável		Muito desfavorável	Moderado	
Escavação no sentido contrário ao mergulho			DIREÇÃO INDEPENDENTE DO EIXO DO TÚNEL		
Mergulho entre 45 e 90°	Mergulho entre 20 e 45°		Mergulho entre 0 e 20°		
Moderado	Desfavorável		Moderado		

Fonte: modificada de BIENIAWSKI, 1989.

Quadro 02 – Avaliação do efeito da influência da direção das estruturas geológicas para projetos de fundação.

MERGULHO	Entre 0 a 10°	Entre 10 e 30°		Entre 30 e 60°	Entre 60 e 90°
		Montante	Jusante		
INFLUÊNCIA	Muito favorável	Desfavorável	Moderado	Favorável	Muito desfavorável

Fonte: modificada de BIENIAWSKI; ORR, 1976.

O gráfico da Figura 05, extraído de Aksoy (2008), apresenta as curvas de correlação de módulo de deformabilidade *in situ*, onde observa-se que a curva tracejada representa o ajuste proposto por Serafim e Pereira (1983) e a reta contínua representa o ajuste proposto por Bieniawski (1978).

Figura 05 – Curvas de correlação de módulo de deformabilidade *in situ* para maciços com RMR >50 e RMR <50

Fonte: AKSOY, 2008

Com os módulos de deformabilidade, é possível determinar os recalques que as estruturas podem vir a sofrer durante o processo construtivo e após a obra.

3.3 CONCEITOS BÁSICOS DE ESTATÍSTICA

Antes de realizar a análise geoestatística propriamente dita, é necessária a análise dos dados por estatística básica, buscando observar os padrões de distribuição de frequência e cálculos de medidas de tendência central (média, moda e mediana) e medidas de dispersão em torno da média (variância, desvio padrão e coeficiente de variação). De acordo com Andriotti (2003), o estudo estatístico preliminar permite classificar a distribuição com que se está trabalhando e testar se

as condições exigidas para aplicar o formalismo próprio da geoestatística estão satisfeitas.

De acordo com Yamamoto *et al.* (2001), a análise estatística começa pelo estudo da distribuição de frequências, a qual descreve o modo como as unidades de uma amostra estão distribuídas sobre o intervalo amostrado. A distribuição de frequências pode ser simples ou acumulada.

A principal medida de tendência central é a média, ou esperança matemática, calculada como:

$$E[X] = \sum_{i=1}^n x_i p(x_i) \quad \text{ou} \quad \bar{x} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i$$

Onde:

n é o número de dados amostrados;

x_i é o valor da i -ésima amostra;

$p(x_i)$ é a probabilidade de ocorrência da i -ésima amostra.

A mediana é o valor central que divide o grupo de amostras exatamente ao meio, sendo localizada na posição geométrica central quando os dados estão dispostos em ordem crescente. Quando o número de amostras é ímpar, a mediana apresenta valor único, quando o número de amostras é par, a mediana é o resultado da média dos dois valores centrais. Já a moda é a medida de tendência central que representa o valor, ou classe de valores, mais frequente no grupo amostral.

Quando o valor da moda apresenta valores inferiores aos valores da média e mediana, a curva apresenta assimetria positiva. Porém, quando a moda apresenta valores superiores ao valor da média e mediana, a curva apresenta assimetria negativa. Apresenta-se na Figura 06 estas duas curvas de distribuição características.

Figura 06 – Relação entre média, moda e mediana. (a) distribuição assimétrica positiva. (b) distribuição assimétrica negativa.

Fonte: BEZERRA, 2014.

A variância é uma medida de dispersão em torno da média, que é calculada como:

$$Var[X] = \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2 p(x_i)$$

Entretanto, conforme observado em Yamamoto *et al.* (2001), assumindo a probabilidade de ocorrência das n variáveis aleatórias iguais entre si, ou seja, igual a $1/n$, pode-se escrever:

$$Var[X] = S^2 = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2$$

Onde:

$\bar{x}$ é a média amostral;

x_i é o valor da i -ésima amostra;

$p(x_i)$ é a probabilidade de ocorrência da i -ésima amostra.

O desvio padrão é a raiz quadrada da variância, entretanto, é de mais fácil interpretação que a variância, visto que a unidade de medida do desvio padrão é expressa na mesma unidade dos valores originais.

O coeficiente de variação (CV) também é uma medida de dispersão e é obtido através da divisão do desvio padrão pela média:

$$CV = \frac{S}{\bar{x}}$$

Yamamoto e Landim (2013), comentam que o CV é uma medida conveniente de dispersão de uma distribuição de frequências, visto que como a medida de CV é adimensional, é possível comparar distribuição de frequência de variáveis diferentes ou escalas distintas.

Yamamoto *et al.* (2001) comentam que o CV é usado para comparar a dispersão relativa em torno da média entre diferentes distribuições, como por exemplo, para comparação e classificação de depósitos minerais segundo a variabilidade natural.

3.4 AMOSTRAGEM E VARIABILIDADE DOS DADOS

De acordo com Landim (2003), existem quatro tipos de variabilidade que normalmente estão associadas às observações, sendo elas: a natural, a associada à amostragem, a em razão da preparação de amostras e a analítica. A variabilidade natural dos dados geológico-geomecânicos é função de processos geológicos naturais ocorridos desde a formação do litotipo até os dias atuais. Existem processos de variadas durações e intensidades, que de maneira geral adicionaram variabilidade natural aos maciços rochosos.

Os maciços estão submetidos a variabilidades naturais desde o processo de formação da rocha matriz, passando por processos de deformações e alterações causadas por esforços geodinâmicos e estruturais, e por fim, mas não menos influente, por processos intempéricos.

Conforme observado em Patias (2010), o tratamento de dados geotécnicos, especialmente aqueles que apresentam informações de localização (coordenadas e cotas), deve levar em conta a variabilidade natural do meio; os aspectos geológicos das formações em termos regionais e locais; e as incertezas dos métodos de investigação e de interpretação dos resultados de campo. Patias (2010) salienta ainda que, em relação aos métodos de tratamento, deve-se verificar a aplicabilidade aos dados e compreender as limitações e simplificações do tratamento.

Quando da programação de sondagens e ensaios, o objetivo é obter as informações que sejam representativas e características da área de implantação do empreendimento ou estudo. A programação da campanha de sondagens e dos ensaios almeja obter dados suficientes para compreender a heterogeneidade,

distribuição, definição e correlação das camadas e parâmetros geomecânicos, com o propósito de sanar os possíveis problemas decorrentes da execução da obra ou daqueles posteriores.

3.5 GEOESTATÍSTICA

A geoestatística surgiu para solucionar a necessidade de se efetuarem estimativas de reservas minerais, por volta de 1960, na África do Sul. Assim, D. G. Krige observou que não seria possível estimar o conteúdo de ouro em blocos mineralizados de maneira adequada se não levasse em conta a localização espacial e o volume das amostras (STURARO, 2015).

Entretanto, apenas cerca de dez anos depois ocorreram as primeiras citações da palavra geoestatística na publicação do engenheiro francês Georges Matheron, em 1963. Segundo Matheron (1963) o ponto de partida para o desenvolvimento da geoestatística surgiu da inabilidade da estatística clássica em considerar a relevância do aspecto espacial da variável em estudo. Ainda segundo Matheron (1963), a geoestatística é a aplicação do formalismo das funções aleatórias ao reconhecimento e à estimativa dos fenômenos naturais.

O termo geoestatística surgiu para enfocar o estudo estatístico de um fenômeno natural, por sua vez, caracterizado pela distribuição no espaço de uma ou mais variáveis aleatórias, denominadas "variáveis regionalizadas" (JOURNEL; HUIJBREGTS, 1978).

Bezerra (2014) discorre que variáveis relacionadas a fenômenos geológicos naturais normalmente apresentam dependência espacial entre si e é nesse ponto que a análise geoestatística se destaca em relação à análise estatística, visto que na geoestatística as variáveis consideradas são referenciadas espacialmente. A diferença mais notável entre a estatística clássica e a geoestatística reside justamente no fato de que nesta os valores das amostras correlacionadas são dependentes da posição espacial, enquanto naquela não há preocupação com a dependência espacial.

Como pode ser observado em Matheron (1963), caso um dado localizado numa determinada posição espacial apresente valor elevado, pontos próximos a ele também têm maior probabilidade de apresentar valores elevados do que apresentar

valores baixos e, portanto, os dados apresentam correlação que depende diretamente da distância entre eles. Segundo a estatística clássica, a probabilidade de ocorrência de um dado de valor baixo seria a mesma de apresentar um valor elevado, o que não se verifica neste exemplo. Portanto, não se pode estudar estes fenômenos corretamente à luz da estatística clássica.

Segundo Soares (2006), todas as disciplinas voltadas para o estudo das ciências da terra apresentam grande influência espacial em seus experimentos e em suas amostras e, justificadamente, a geoestatística tem alcançado grandes aplicações, principalmente em disciplinas ligadas às geociências para efetuar estimativas e/ou simulações de variáveis em locais não amostrados.

Sturaro (2015) afirma que desde os anos 1960 a geoestatística vem sendo aplicada em diversas áreas das Geociências, não apenas na Pesquisa e Avaliação Mineral, mas também em Hidrogeologia, Cartografia, Geologia Ambiental, Geotecnia entre outras.

Sturaro e Landim (1996) comentam que, para fazer a previsão em locais onde não foram coletadas amostras, é preciso ter um modelo do comportamento do fenômeno natural que deu origem às variáveis que se quer estudar.

De acordo com Huijbregts (1975), a geoestatística busca extrair, de uma aparente aleatoriedade dos dados coletados, as características estruturais do fenômeno, ou seja, busca uma função de autocorrelação entre os valores amostrados numa determinada direção.

3.5.1 Variáveis Regionalizadas

Segundo Landim (2003), em geologia, os dados são coletados em direções e coordenadas bem definidas e torna-se muito importante que na análise desses dados seja considerada a configuração espacial das amostras, tomando-as como variáveis regionalizadas.

O termo variável regionalizada foi cunhado por Matheron (1963) e tinha como objetivo alertar para os aspectos aleatórios e estruturados que os fenômenos em análise apresentavam. O aspecto aleatório reflete a possibilidade de ocorrerem valores consideravelmente diferentes entre si, já o aspecto estruturado reflete a dependência espacial da variabilidade dos valores medidos nos experimentos com

relação a sua localização. Conforme observado em Sturaro (2015), estas variáveis possuem características aleatórias e estruturadas, ou seja, podem assumir localmente qualquer valor, regido por uma função de probabilidade e globalmente possuem estruturação que pode ser tratada por uma função espacial.

Segundo Fonteles (2003), as variáveis regionalizadas, ao contrário das variáveis aleatórias, têm condicionantes espaciais que caracterizam o fenômeno natural estudado. Entretanto, é ressaltado que a teoria das variáveis regionalizadas trata de uma abordagem estocástica de variáveis que representam fenômenos naturais.

Conforme visto em Yamamoto e Landim (2013), a análise e modelagem das variáveis regionalizadas são realizadas para verificar a presença de dependência espacial da variável para com ela mesma. Considerando dois pontos no espaço separados por um vetor distância h , os valores irão apresentar uma dada correlação que dependerá da variação de h , sendo que quanto menor for h maior será a influência e correlação, do mesmo modo que quanto maior o vetor h , menor é a influência e correção, até o limite em que os dados apresentam influência nula podendo ser considerados como espacialmente independentes e, portanto, aleatórios.

As variáveis regionalizadas apresentam comportamento espacial com continuidade aparente, mas não podem ser expressas por uma função matemática determinística (Yamamoto 2001). Além da continuidade, as variáveis regionalizadas apresentam as propriedades de localização, suporte e anisotropia (Landim 2003). Segundo Matheron (1963) define as características qualitativas e atributos das variáveis regionalizadas como:

✓Continuidade: é manifestada pela tendência que a variável tem de apresentar valores semelhantes em pontos vizinhos próximos e diferirem proporcionalmente à medida que se afastam uns dos outros. Esta característica pode ser expressa por uma flutuação mais ou menos importante entre os valores de observação vizinhas. Tal flutuação reflete, por outro lado, um certo grau de dependência ou independência espacial entre os valores.

✓Localização: uma variável regionalizada é numericamente definida por um valor, sendo a variável associada a uma amostra de

tamanho, forma e orientação específicas. A variável regionalizada representa uma realização em posicionamento espacial definido, portanto esta é localizada e as variações inerentes ocorrem dentro de um campo geométrico, ou seja, o espaço geométrico no qual se observa a tendência de se tomar valores espacialmente correlacionados.

✓ Suporte: geralmente é considerado como o volume que comporta a variabilidade espacial identificada, onde a mudança das características geométricas da amostra poderá ser interpretada como transformação em uma nova variável regionalizada que tem semelhanças com a precedente, podendo ser idêntica.

✓ Anisotropia: também conhecida como zonalidade, está relacionada à variação gradual menor numa dada direção e rápida ou irregular em outra. Tal característica é essencial para a interpretação do semivariograma experimental.

A análise geoestatística é embasada no estudo das variáveis regionalizadas. Segundo Yamamoto e Landim (2013), o estudo das variáveis regionalizadas tem por objetivo a representação estrutural desse tipo de variável para a resolução de problemas de estimativa, com base em dados experimentais aferidos sobre suportes que não abrangem totalmente o espaço sobre o qual a variável regionalizada é estimada.

3.5.2 Hipóteses restritivas

Andriotti (2003) define a função aleatória como estacionária quando a distribuição de probabilidades é invariante à translação, ou seja, suas estatísticas não variam em qualquer lugar dentro de uma área ou espaço definido, respeitando as mesmas distâncias entre as amostras e a escala de amostragem.

Decorre então, que:

$$E[Z(x_1)] = E[Z(x_2)] = \dots = E[Z(x_i)] = m$$

Onde:

$E[Z(x_i)]$ é a esperança matemática no ponto x_i ;

m é a média.

A aceitação da hipótese estacionária leva a admitir que a esperança matemática seja constante para a variável aleatória no espaço amostral. Segundo Soares (2006), esta hipótese de estacionaridade da média, também conhecida como estacionaridade estrita, é parte integrante e fundamental do modelo probabilístico-geoestatístico, impossível de ser validada ou refutada na prática, uma vez que na maioria dos casos só existe uma realização da função aleatória em cada ponto amostrado.

Entretanto, conforme observado em Yamamoto e Landim (2013), a homogeneidade espacial raramente ocorre, sendo necessária a verificação de distribuição e variabilidade espaciais da função aleatória. Andriotti (2003) define que se a estacionaridade estrita não for atendida, exige-se a invariância apenas dos dois primeiros momentos (média e covariância) para assumir a estacionaridade de segunda ordem. A estacionaridade de segunda ordem é obedecida, caso a esperança matemática m seja independente de x_i e que a covariância exista, não dependendo também de x_i , assumindo, assim, a existência da variância, *a priori*, finita.

A hipótese de estacionaridade de segunda ordem, além de definir que a esperança matemática $E[Z(x)]$ existe e independe do suporte x , define também que a correlação entre duas variáveis aleatórias depende somente da distância h , que as separa e é independente de sua localização (JOURNEL; HUIJBREGTS, 1978).

Afirma-se, na hipótese intrínseca, que os primeiros dois momentos das diferenças das variáveis $Z(x)$ e $Z(x+h)$ são independentes de suas localizações, sendo função somente do vetor h que as separa (OLEA, 1984). Ou seja, não se necessita de média constante e variância finita para a função aleatória $Z(x)$, mas que apenas os incrementos da função aleatória $[Z(x+h) - Z(x)]^2$ sejam estacionários de segunda ordem (GOOVAERTS, 1997).

Observa-se que o semivariograma é uma função crescente com o incremento da distância h , visto que na medida em que aumenta o espaçamento entre as amostras, aumenta também a diferença entre os valores amostrados. Conforme discorre Andriotti (2003), a hipótese de estacionaridade de segunda ordem é considerada um enfraquecimento da hipótese de estacionaridade estrita e, conseqüentemente, a hipótese intrínseca é ainda mais fraca. Se uma variável

regionalizada apresentar estacionaridade de segunda ordem, ela invariavelmente e automaticamente apresentará adesão à hipótese intrínseca. Entretanto, o inverso pode não ser válido, visto que os semivariogramas que atendem à hipótese intrínseca são pouco restritivos e podem não atender aos critérios de estacionaridade de segunda ordem.

3.5.3 Variograma

A função semivariograma é utilizada pela geoestatística para descrever a variabilidade espacial em determinada direção e representa a hipótese intrínseca. O variograma experimental expressa a variabilidade natural do depósito e permite, além de avaliações precisas, quantificar a incerteza associada (LANDIM, 2003).

Para uma direção determinada, o variograma indica o quão díspares se tornam os valores quando a distância de medida aumenta (ANDRIOTTI, 2003). O variograma é uma ferramenta que permite representar quantitativamente a variação de um fenômeno regionalizado no espaço (HUIJBREGTS, 1975). Sturaro (2015) discorre que o semivariograma constitui-se no gráfico das semivariâncias das diferenças dos valores experimentais situados a intervalos regulares e que em condições estacionárias, o valor médio esperado é constante ou zero, o que reduz o semivariograma à média das diferenças quadráticas dos valores experimentais.

Observa-se, conforme salientado por Yamamoto (2001) e Yamamoto e Landim (2013), que há uma confusão terminológica em relação ao termo variograma, visto que alguns autores preferem esta terminologia (p. ex.: WACKERNAGEL, 2003) enquanto outros preferem a terminologia semivariograma (p. ex.: JOURNAL; HUIJBREGTS, 1978). Ainda segundo os autores, $2\gamma(h)$ é chamado de variograma e $\gamma(h)$ de semivariograma, mas que alguns autores simplesmente chamam o semivariograma de variograma, mas nos cálculos consideram a divisão por dois. Por simplicidade, será adotado o termo variograma indistintamente.

O variograma é a ferramenta básica da geoestatística, utilizada para descrever a correlação espacial entre os pontos amostrados, sendo definido como:

$$\begin{aligned}\gamma(h) &= \frac{1}{2} E\{[Z(x+h) - Z(x)]^2\} \\ &= \frac{1}{2n} \sum_{i=1}^n [Z(x_i+h) - Z(x_i)]^2\end{aligned}$$

Onde:

$\gamma(h)$ é a variância espacial;

$Z(x_i)$ é o valor da variável regionalizada no ponto x_i ;

$Z(x_i+h)$ é o valor da variável regionalizada no ponto (x_i+h) ;

n é o número de pares de pontos separados por h ;

h é a distância que separa o ponto $Z(x_i)$ de $Z(x_i+h)$.

Em resumo, o variograma é função do incremento da distância h e espera-se que quanto mais afastadas forem as amostras, mais diferentes serão os seus valores, em média.

A representação gráfica da função variograma é obtida a partir da dispersão, no eixo das abcissas, dos valores de h e, no eixo das ordenadas, dos valores de $\gamma(h)$.

Os variogramas apresentam uma configuração que é decorrente da regionalização da variável e, de acordo com Journel e Huijbregts (1978), o estudo das feições das variáveis regionalizadas, que possibilitam o cálculo de medidas consistentes dos variogramas, é denominado em geoestatística de análise estrutural.

Conforme observado em Yamamoto *et al.* (2001), o comportamento espacial das variáveis regionalizadas pode ser descrito, como na Figura 07, em um variograma típico, pelas seguintes propriedades:

- ✓ Amplitude: também conhecido como alcance (range), é a distância máxima em que as amostras apresentam correlação espacial, a partir desta distância os dados se tornam espacialmente independentes e é, por isso, a distância que separa o campo estruturado do campo aleatório;
- ✓ Patamar: também denominado *sill*, igual a C_0+C , é o valor máximo da variância espacial, onde os pontos do variograma

experimental tendem a se estabilizar e se tornar invariante com o aumento de distância, sendo obtido quando se atinge a amplitude;

✓ Efeito pepita (C_0): também chamado de variância aleatória, corresponde ao valor da variância espacial próximo à origem do variograma.

✓ Variância espacial (C): diferença entre o patamar e o efeito pepita, é a região onde a variância é função da distância, ainda dentro do campo estruturado do variograma.

Figura 07 – Variograma típico e suas propriedades

Fonte: YAMAMOTO, 2001.

Conforme observado em Guerra (1988), a relação entre os parâmetros C_0 e C fornece o índice $E = C_0/C$, que é denominado como efeito pepita relativo, o qual expressa a aleatoriedade da regionalização.

Sendo a classificação desta componente assim definida:

- ✓ $E < 0,15$ componente aleatória pequena;
- ✓ $0,15 < E < 0,30$ componente aleatória importante;
- ✓ $E > 0,30$ componente aleatória muito importante.

De outra forma, se a razão $\frac{C_0}{(C_0 + C)}$ for maior do que 0,8, a estatística clássica e a geoestatística não se diferenciam.

De acordo com Yamamoto e Landim (2013), os variogramas podem apresentar características relacionadas à existência ou não do fenômeno da anisotropia. Quando a função variograma não se altera com a direção, é dito que o fenômeno é isotrópico. Já quando o comportamento dos fenômenos espaciais apresenta alterações quando se modifica a direção dos variogramas, é dito que o fenômeno é anisotrópico. Esta anisotropia pode ocorrer de três formas: geométrica, zonal e mista (Figura 08).

✓ Anisotropia geométrica: as amplitudes variam com as direções dos variogramas, mas apresentam patamares constantes. Segundo Soares (2006), este tipo de anisotropia ocorre quando a continuidade espacial, identificada pelas amplitudes dos variogramas, varia da direção de maior continuidade à direção de menor amplitude de um modo gradual de tal forma que uma elipse poderia descrever esta variação de amplitude no espaço em função da direção de análise.

✓ Anisotropia zonal: as amplitudes são constantes, mas os patamares variam com as direções dos variogramas. Segundo Andriotti (2003), este tipo de anisotropia ocorre frequentemente em fenômenos estratificados, onde a continuidade espacial ao longo de um estrato diverge significativamente quando se passa de um estrato a outro, sendo bem mais complexa que a anisotropia geométrica;

✓ Anisotropia mista: as amplitudes e os patamares variam com as direções dos variogramas.

Figura 08 – Anisotropia geométrica (a), zonal (b) e mista (c)

Fonte: YAMAMOTO, 2001.

Outra propriedade estrutural do variograma refere-se à progressão da curva do variograma próxima a origem, dada pela continuidade da variável no espaço. De acordo com Journel e Huijbregts (1978), Armstrong (1998), Yamamoto (2001) e Yamamoto e Landim (2013), existem quatro tipos básicos de comportamento próximo à origem do variograma (Figura 09):

- ✓ Parabólico: o variograma é contínuo e descreve uma curva parabólica próxima à origem, representa um alto grau de continuidade das amostras selecionadas;
- ✓ Linear: caracterizado pelo comportamento linear na origem, o variograma apresenta continuidade, mas inferior à continuidade observada no anterior, visto que as amostras apresentam uma grande homogeneidade a pequenas distâncias com uma progressiva perda de homogeneidade com o aumento das distâncias;
- ✓ Efeito pepita: apresenta uma descontinuidade próxima à origem, podendo ser reflexo de erros de medida na amostragem e/ou microvariabilidade natural dos dados a distâncias pequenas;
- ✓ Efeito pepita puro: é um tipo extremo de comportamento do variograma próximo à origem, apresentando aleatoriedade total. Não havendo qualquer estruturação ou correlação a quaisquer valores de distâncias entre as amostras. É um fenômeno que, se ocorrer, não se devem utilizar métodos geoestatísticos de interpolação.

Figura 09 – Comportamento do variograma próximo à origem.

Legenda: Variogramas contínuos: (a) alta continuidade na origem e (b) média continuidade na origem. Variogramas descontínuos: (c) efeito pepita e (d) efeito pepita puro (fonte: YAMAMOTO; LANDIM, 2013).

3.5.4 Variogramas experimentais

Segundo Bezerra (2014), as formas dos variogramas experimentais dependem, basicamente, da sua variabilidade, continuidade espacial e suporte amostral. Para se obter o variograma é necessária a busca por pares de pontos igualmente espaçados em uma dada direção. Yamamoto (2001) discorre que a obtenção de variogramas representativos depende basicamente do número de pares de pontos, obtidos em diferentes distâncias, numa determinada direção e, portanto, as direções devem ser tais que colham o máximo de informação. Journel e Huijbregts (1978) dizem que a consistência e robustez de um semivariograma experimental dependerão do número de pares de amostras, sendo que os autores recomendam a utilização de cerca de 30 a 50 pares de amostras para cada ponto do semivariograma. O cálculo de variogramas experimentais não é simples e direto, e depende fundamentalmente da distribuição amostral dos pontos de dados. Com relação à distribuição espacial dos pontos amostrais, ela pode ser regular ou irregular (YAMAMOTO; LANDIM, 2013).

Caso a malha de dados seja regular, a variografia dos pares separados por uma distância h e numa determinada direção, pode ser obtido diretamente com base nos pontos amostrais. Caso a malha seja quadrada, com linha de base E-W, sugere-se que as análises sejam iniciadas pelas direções ortogonais de menor distâncias e as bissetrizes dos quadrantes pares e ímpares, ou seja, é sugerido o cálculo do variograma nas quatro direções (0° , 45° , 90° e 135°). Para os casos de malha regular é necessária a definição dos seguintes parâmetros para o cálculo do variograma:

- ✓ Número de direções: quantidade de direções em que serão calculados os variogramas;
- ✓ Direção do variograma: indicação da orientação em que será calculado o variograma experimental;
- ✓ Tamanho do passo: corresponde a distância " h " de separação das amostras que será adotada no cálculo do variograma experimental;
- ✓ Número de passos: corresponde ao número de vezes que o primeiro passo será incrementado.

Conforme visto em Yamamoto (2001) e Yamamoto e Landim (2013), para os casos em que a distribuição espacial é irregular, a definição de parâmetros adicionais é necessária. Para tanto, é preciso realizar uma pesquisa de amostras distribuídas a uma distância " h " dentro de uma janela de pesquisa. O dispositivo da janela de pesquisa é centrado em um ponto amostrado e verificada a existência de pontos que se encontram dentro da janela de pesquisa. Esse procedimento é realizado em todos os pontos da malha, sendo possível que dentro da janela exista um ou mais pontos, ou nenhum.

Em Bezerra (2014) é visto que a janela de pesquisa é definida pela direção, tolerância angular e largura máxima, bem como pelo tamanho do passo (distância) e tolerância do passo. O parâmetro largura máxima tem por objetivo limitar a abertura indefinida da janela de pesquisa dada pela tolerância angular (YAMAMOTO; LANDIM, 2013). Ainda segundo Yamamoto e Landim (2013), o variograma experimental representado por uma quantia maior de pares de pontos é estatisticamente mais significativo.

3.5.5 Modelos teóricos de variograma

O ajuste de um modelo teórico, realizado após o cálculo do variograma experimental, é feito de maneira interativa, a partir dos parâmetros interpretados no variograma experimental (modelo, número de estruturas, variância espacial e amplitude), por uma função matemática que melhor se ajuste ao fenômeno espacial observado no variograma experimental.

Há na literatura diversos modelos teóricos para o variograma, podendo ser separados entre os modelos de variograma com e sem patamar, os mais comuns são os apresentados na Figura 10.

Figura 10 – Principais modelos teóricos de variograma

Fonte: YAMAMOTO, 2001.

- Modelo esférico:

$$\gamma(h) = C_0 + C \left[\frac{3}{2} \left(\frac{h}{a} \right) - \frac{1}{2} \left(\frac{h}{a} \right)^3 \right]$$

$$\gamma(h) = C_0 + C, \text{ para } h \geq a$$

- Modelo exponencial:

$$\gamma(h) = C_0 + C \left[1 - \exp \left(- \left(\frac{h}{a} \right) \right) \right]$$

- Modelo gaussiano:

$$\gamma(h) = C_0 + C \left[1 - \exp \left(- \left(\frac{h}{a} \right)^2 \right) \right]$$

Onde C é o patamar, a representa a amplitude do variograma e h a distância entre amostras.

3.5.6 Estimativas por krigagem ordinária

A necessidade de estimativas de valores em locais onde não foram realizadas amostragens é prática recorrente na área de geologia de engenharia, principalmente devido aos custos associados a uma campanha de investigação geológico-geomecânica e, ainda que se tenha uma excelente malha de amostragem, não ser possível de se conhecer a totalidade do espaço amostral. Boas campanhas de investigações geológico-geomecânicas buscam contemplar o entendimento da geologia e possíveis variações geológicas e estruturais do sítio em estudo.

De acordo com Yamamoto e Landim (2013), o processo de inferência espacial tem início na coleta de uma amostra com n pontos de dados, de onde se espera que a amostra seja representativa. A krigagem é um processo geoestatístico de estimativa para variáveis que apresentam interdependência pela análise variográfica e que, quando há, reconhece a anisotropia.

Como para a estimativa por krigagem trabalha-se com funções locais, a definição da vizinhança local é necessária para a escolha dos pontos que serão efetivamente utilizados. A definição da vizinhança local é um passo muito importante e a definição dos critérios de seleção de pontos vizinhos, assim como o número de pontos, deve ser estabelecida no início do processo de avaliação. Os pontos de dados podem estar distribuídos formando uma malha regular, mas frequentemente apresenta-se com distribuição semi-regular ou aleatória, sendo que nestes casos podem ocorrer agrupamentos de dados. A escolha das amostras de furos vizinhos deve ser feita de tal modo que garanta uma boa amostragem espacial e que evite justamente subconjuntos de agrupamento de dados (YAMAMOTO, 2001).

As análises feitas apenas com pontos próximos, sem estabelecer critérios de seleção, podem apresentar disparidades e tendências nas estimativas causadas justamente pela presença dos agrupamentos de pontos e/ou distribuição irregular das amostras, como pode ser observado na Figura 11.

Figura 11 – Localização de oito pontos mais próximos (a) para arranjo aleatório e (b) para arranjo semi-regular

(a)

(b)

Fonte: HAURBAUGH, 1977 *apud* YAMAMOTO, 2001.

Para se evitar estes agrupamentos e disparidades, podem ser estabelecidos critérios de seleção de amostras por quadrantes (Figura 12) ou por octantes (Figura 13), os quais permitem que as amostras sejam distribuídas homogeneamente em torno do ponto a ser interpolado e por isso apresentam melhor amostragem espacial (HARBAUGH, 1977 *apud* YAMAMOTO, 2001).

Figura 12 – Seleção de duas amostras por quadrante (a) para arranjo aleatório e (b) para arranjo semi-regular

(a)

(b)

Fonte: HAURBAUG, 1977 *apud* YAMAMOTO, 2001.

Figura 13 – Seleção de duas amostras por octante (a) para arranjo aleatório e (b) para arranjo semi-regular

Fonte: HAURBAUG, 1977 *apud* YAMAMOTO, 2001.

O número de amostras a ser utilizado na interpolação não deve ser excessivamente pequeno, evitando o risco de a interpolação ser muito correlacionada ao ponto mais próximo, e nem excessivamente grande, evitando o risco de a interpolação apresentar um resultado muito suavizado e perdendo a característica de interpolação local (YAMAMOTO, 2001).

A krigagem é um processo de estimativa no qual os valores amostrais recebem pesos que são determinados pela distância em relação ao ponto não amostrado, decrescendo à medida que o espaçamento entre amostras cresce. Diferente de métodos determinísticos, a krigagem busca minimizar a variância do erro dos valores estimados.

A técnica da krigagem ordinária é a mais comumente utilizada, devido a simplicidade e aos resultados que proporciona. Segundo Armstrong (1998), a krigagem é o melhor estimador linear não enviesado com mínima variância de erro.

A krigagem é um método que permite a estimativa de um ponto não amostrado por meio da combinação linear dos valores amostrais na sua vizinhança próxima, podendo ser associado a pontos, áreas ou volumes. Conforme observado em Yamamoto e Landim (2013), o estimador da krigagem ordinária é obtido por:

$$Z_{KO}^*(x_0) = \sum_{i=1}^n \lambda_i Z(x_i), \text{ com } \sum_{i=1}^n \lambda_i = 1$$

Onde:

$Z_{KO}^*(x_0)$ é o valor estimado da variável para o local x_0 ;

n é o número de dados disponíveis;

$Z(x_i)$ é o valor amostrado no ponto x_i ;

λ_i são ponderadores associado à cada valor medido.

Os ponderadores λ_i são obtidos a partir da resolução do sistema de equações lineares denominado sistema de krigagem, calculados sob as duas condições de restrição de que o estimador não seja enviesado e que a variância do erro seja a menor possível.

A minimização da variância do erro sujeita a condição de não enviesamento resulta nas equações do sistema de krigagem ordinária, sendo μ o multiplicador de Lagrange que permite encontrar o mínimo da função da variância do erro (YAMAMOTO, 2001):

$$\begin{cases} \sum_{j=1}^n \lambda_i \gamma(x_i - x_j) - \mu = \gamma(x_0 - x_i), \text{ para } i = 1, \dots, n \\ \sum_{j=1}^n \lambda_i = 1 \end{cases}$$

As equações podem ser representadas na forma matricial:

$$\begin{bmatrix} \gamma(x_1 - x_1) & \gamma(x_1 - x_2) & \dots & \gamma(x_1 - x_n) & 1 \\ \gamma(x_2 - x_1) & \gamma(x_2 - x_2) & \dots & \gamma(x_2 - x_n) & 1 \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ \gamma(x_n - x_1) & \gamma(x_n - x_2) & \dots & \gamma(x_n - x_n) & 1 \\ 1 & 1 & \dots & 1 & 0 \end{bmatrix} \cdot \begin{bmatrix} \lambda_i \\ \lambda_i \\ \dots \\ \lambda_i \\ \mu \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \gamma(x_0 - x_1) \\ \gamma(x_0 - x_2) \\ \dots \\ \gamma(x_0 - x_n) \\ 1 \end{bmatrix}$$

Onde:

$\gamma(x_n - x_n)$ é a variância espacial entre amostras;

$\gamma(x_0 - x_n)$ é a variância espacial entre as amostras e o ponto a ser estimado;

λ_i são os ponderadores associados a cada valor amostrado;

μ é o multiplicador de Lagrange;

3.5.7 Validação cruzada

A validação cruzada permite aferir se os valores estimados representam os valores amostrados, aferindo se o modelo de variograma e a vizinhança utilizada foram adequados. Este procedimento compara os valores amostrados com os valores estimados nestes mesmos pontos. Esta comparação pode ser feita por meio de gráficos de dispersão, plotando-se os dados reais e os estimados. Quanto mais próximos os valores estiverem da reta de 45°, melhor terá sido a estimativa. Conforme observado em Fonteles (2003), com esta técnica é possível avaliar o quanto o semivariograma experimental representa a variabilidade espacial do fenômeno regionalizado em estudo, e permite, também, uma avaliação dos critérios de busca da definição de vizinhança local utilizada na estimativa.

3.6 BARRAGEM DE ITAIPU

3.6.1 Aspectos gerais

A Barragem de Itaipu encontra-se no Rio Paraná, aproximadamente nas coordenadas $25^{\circ}30'S/54^{\circ}30'W$, fronteira Brasil-Paraguai (Figura 14). Localizando-se a cerca de 14km do centro da cidade de Foz do Iguaçu (cidade brasileira mais próxima) e cerca de 14 km da cidade paraguaia de Ciudad del Este (cidade paraguaia mais próxima). O acesso à barragem é feito por rodovias, a partir de ambos os países.

Figura 14 – Localização da Barragem de Itaipu e cidades próximas.

Fonte: modificada de ITAIPU BINACIONAL, 2009.

A estrutura do barramento da Usina Hidrelétrica de Itaipu é mista, composta por barragens de concreto, de terra e de enrocamento. Na Figura 15 pode ser observada a distribuição destes tipos de barramentos e demais estruturas. Ressalta-se que a cota da crista da barragem é igual a 225m, sendo a cota 220m o nível máximo normal e a cota 223m o nível máximo excepcional. Sob o nível máximo normal, numa extensão de 170 km, a área represada atinge cerca de 1350 km² e compreende um volume total de armazenamento de cerca de 29x10⁹ m³, com volume útil da ordem de 19x10⁹ m³ (ITAIPU BINACIONAL, 2009).

Figura 15 – Arranjo geral da Barragem de Itaipu

Fonte: ITAIPU BINACIONAL, 2009.

3.6.2 Caracterização geológica

A Barragem de Itaipu está inserida sobre o contexto geológico regional da Bacia Sedimentar do Paraná, mais precisamente sobre os derrames basálticos da Formação Serra Geral. A Formação Serra Geral refere-se à província magmática relacionada aos derrames e intrusões que recobrem $1,2 \times 10^6 \text{ km}^2$ da Bacia do Paraná, (MELFI; PICCIRILLO; NARDY, 1988), abrangendo toda a região centro-sul do Brasil e estendendo-se ao longo das fronteiras do Paraguai, Uruguai e Argentina. De acordo com Machado (2005), os derrames magmáticos apresentam natureza fissural, e foram dispostos sobre os pacotes sedimentares da Formação Botucatu.

A Formação Serra Geral é constituída predominantemente por basaltos e basalto-andesitos de composição toleítica, tendo sido resultante do intenso magmatismo ocorrido no eocretáceo, apresentando derrames de composição básica, intermediária e ácida. Em geral, cada derrame apresenta-se com grande distribuição horizontal e espessuras que variam entre 10 e 80m (MELFI; PICCIRILLO; NARDY, 1988).

Segundo descrição da Itaipu Binacional (2009), na área de implantação da Barragem, pode-se ressaltar que os derrames se apresentam essencialmente horizontais, com espessuras que variam entre 20 e 60m, e que apresentam camadas de brechas intercaladas entre os derrames basálticos, em geral com espessuras que variam de 1 a 30m de espessura, usualmente mais fraca e mais deformável que o basalto, conforme pode ser observada no mapa geológico (Figura 16) e na seção geológica (Figura 17). Apresentam, também, descontinuidades dispostas em planos paralelos aos derrames, geralmente localizadas nos contatos de diferentes derrames ou na base de transição.

Conforme observado em Itaipu Binacional (2009), Patias (2010), Canello (2011) e Costa (2015), por ocasião da implantação da barragem, o substrato rochoso da região foi largamente investigado por centenas de sondagens, a fim de investigar os cinco diferentes derrames basálticos da região, denominados em ordem ascendente, pelas letras A, B, C, D e E. (Figuras 15 e 16). Estes derrames são caracterizados por mergulho regional de cerca de 3° para NE. Nota-se que todos os derrames são caracterizados por sequências de basalto com três fácies distintas: brecha, basalto vesicular e basalto denso.

Basalto Denso, também denominado por basalto maciço, é caracterizado pela sua textura microcristalina, alta densidade ($2,95\text{g/cm}^3$) e alto módulo de deformabilidade, 20GPa. Por causa da sua rigidez intrínseca, este basalto é altamente fraturado.

Basalto vesículo-amigdaloidal, possui uma textura similar à do basalto denso, porém, contém vesículas e é bem menos fraturado que o basalto denso. Sua densidade varia de 2,6 a $2,7\text{ g/cm}^3$ e tem módulo de deformabilidade entre 10 e 15 GPa. Esta litologia não apresenta zonas permeáveis.

Brecha, foi formada a partir de lava altamente vesicular que engloba blocos angulosos de diferentes tipos de basalto, arenito e silte e que possui cavidades irregulares parcialmente preenchidas com carbonato, zeólita e quartzo amorfo e cristalino. As densidades variam entre 2,1 e $2,4\text{ g/cm}^3$ e em alguns locais são inferiores a 2g/cm^3 . O módulo de deformação gira em torno de 7GPa. A elevada porosidade e interconexão das cavidades resultam em permeabilidade maior que 10^{-3}cm/s . Na Figura 18, é possível observar exemplos destas três fácies dos derrames na região da barragem.

Conforme descrito em Costa (2015), na área foram identificados 4 tipos de brechas:

- Tipo I: compacta, composta por fragmentos de basalto vesicular, cimentados por arenito ou siltito – secundariamente calcita e sílica – muito dura e pouco alterada;
- Tipo II: vesicular, composta por blocos de basalto vesicular com pouco cimento;
- Tipo III: cavernosa, esponjosa, com muitas cavidades;
- Tipo IV: argilosa, inclui brechas tipo II e III.

Figura 16 – Mapa geológico geral da área de implantação da Barragem de Itaipu.

Fonte: ITAIPU BINACIONAL, 2009.

Figura 17 – Seção geológica típica na área de implantação da Barragem de Itaipu.

Fonte: ITAIPU BINACIONAL, 2009.

Figura 18 – Tipos de fácies presente nos 5 derrames basálticos da região.

Legenda: (A) Basalto de zona de brecha, (B) Basalto Vesicular e (C) Basalto denso. (Fonte: PATIAS, 2010).

Cada derrame basáltico foi definido com base em uma série de características, a saber: textura, cor, fraturamento, espessura, entre outras. Encontram-se associadas a cada um desses derrames, descontinuidades de gênese distintas, tanto de origem singenética aos derrames, quanto devido a alívio de tensões geradas pela erosão e formação do Rio Paraná (ITAIPU BINACIONAL, 1997). Serão descritos cada um destes derrames, conforme exposto por Patias (2010) e Canello (2011), com base em relatórios internos da Itaipu Binacional:

Derrame E

O derrame E ocorre entre as cotas 158 e 163m, apresenta mergulho suave de 2° para norte e é composto por basalto denso, caracterizado por fraturamento vertical a subvertical predominantemente. Estas diaclases são, de modo geral, onduladas e suas superfícies apresentam princípio de alteração. A descrição deste

litotipo é basalto são, denso, cinza, de textura fina, com três famílias de descontinuidades. Apresenta alto grau de consistência e baixo nível de alteração, com grau de fraturamento médio.

Derrame D

O derrame D é caracterizado pela ocorrência de basalto denso rosado, com áreas de variadas concentrações de minerais esverdeados, possui estratigrafia complexa proveniente de intercalações irregulares de basalto denso com fraturamento em padrão hexagonal. Quando ausente estes minerais esverdeados, o padrão de fraturamento predominante é na direção NW, e as descontinuidades apresentam pequena extensão. Barbi (1981) ressalta que os ensaios de ciclagem do basalto denso indicam um rápido processo de degradação, evoluindo para material alterado e sem resistência em poucas semanas. O derrame D tem espessura variável entre 12 e 20m, sendo que no topo (entre 2 e 7m) ocorre basalto denso de contato, gerado pelo resfriamento rápido do magma e apresenta diaclases próximas entre si e do basalto vesicular. Sotoposto há basalto denso de coloração rosada, com espessura variável entre 9 e 16m, o qual é subdividido em três zonas secundárias:

- Basalto da zona superior: a espessura desta camada possui cerca de 3m, com variado teor de nontronita e diaclases moderadamente espaçadas, apresenta superfícies manchadas de verde azulado.
- Basalto da zona intermediária: é a zona mais espessa e com maior resistência *in situ* que o basalto da zona superior, neste ocorre um teor mais elevado de argila expansiva que as demais porções, prevalecendo a ocorrência de juntas de resfriamento.
- Basalto da zona inferior: tem espessura em torno de 3m, e é caracterizado pela ocorrência de juntas mais próximas entre si. Este nível equivale à base do derrame D.

Neste derrame ocorre a descontinuidade D, de ocorrência regional e, portanto, é a de maior expressão para a fundação das obras. Esta descontinuidade ocorre no basalto com alta concentração de montmorilonita ou onde apresenta textura grossa quase amigdalóide. Esta feição apresenta zonas preenchidas por

argila de espessura que varia em torno de 1cm, outras zonas de contato rocha-rocha e zonas de separação preenchidas com argilas com espessuras da ordem de 25cm.

Conforme descrito em Canello (2011), a feição não é uniforme, apresenta uma ou mais zonas, tendo sua gênese associada a esforços tectônicos que produziram rupturas com deslocamentos muito pequenos ao longo de uma zona de cisalhamento de fluxo, ocorrente entre a zona superior e intermediária do basalto denso, obtendo como resultado, diversos vazios na rocha, permitindo sua rápida alteração. Estas alterações teriam ocorrido enquanto o rio Paraná estava sendo erodido em níveis mais superiores, o que teria permitido que a areia fina e a argila plástica se misturassem com o basalto denso totalmente alterado, preenchendo os vazios das discontinuidades sob a ação de 40m de coluna d'água.

Derrame C

O derrame C apresenta espessura média de 33m, ocorrendo entre as cotas 115 e 82m. Apresenta uma sequência de brechas do tipo II, entre as cotas 111,60 e 113,60m, caracterizada por alta resistência, mas elevada porosidade causada pela alta incidência de basalto vesicular e brechas do tipo III, que são altamente porosas e cavernosas, entretanto, rigidamente estruturadas por veios de quartzo e carbonatos.

O basalto denso deste derrame é classificado como são e de coloração cinza, apresentando fraturamento sub-horizontal na parte superior e subvertical à inclinado na parte inferior. A camada de basalto rosado é composta por basalto vesículo-amigdaloidal, classificado como medianamente a muito alterado e medianamente a pouco consistente.

As observações realizadas no canal de desvio, descrita por Barbi (1981), evidenciam que o derrame C, nesta região, é caracterizado por coloração escura e alta resistência mecânica, ocorrendo de maneira dispersa, amígdalas preenchidas por calcedônia, ligeiramente alongadas na direção sub-horizontal.

As campanhas de investigações por sondagens mistas indicaram que o contato entre os derrames C e D se apresentam abertos na maioria das sondagens, fato evidenciado pelos ensaios de perda d'água (ITAIPU BINACIONAL, 1977).

Derrame B

O derrame B apresenta cerca de 60m de espessura, ocorrendo entre as cotas 80 e 20m, apresenta no topo brecha basáltica do tipo II, caracterizada por alta resistência, mas elevada porosidade causada pela alta incidência de basalto vesicular, cuja espessura média é de 4m. Na região do canal de desvio a brecha chega a ter espessuras de cerca de 10 a 13m, onde se observa a presença de vesículas com bolsões isolados do tipo cavernoso (BARBI, 1981). Abaixo desta ocorrência há basalto vesículo-amigdaloidal com ocorrências, no topo e na base, de vesículas revestidas de argila esverdeada e amígdalas de calcedônia. Na porção central, a camada é essencialmente vesicular.

O basalto denso, são, do derrame B é caracterizado pela coloração cinza e pela ausência de padrão de orientação de planos de descontinuidades. Entretanto, observa-se que a persistência das descontinuidades horizontais é da ordem de 3 a 5m, extinguindo-se quando interceptadas por descontinuidades subverticais. Na porção basal do basalto denso do derrame B ocorre uma faixa de cerca de 50 cm, intensamente fraturada, com curtas fraturas entrecruzadas de baixo mergulho.

As rochas do derrame B apresentam-se com baixo grau de alteração, caracterizadas por rocha sã localmente pouco alterada, com grau de fraturamento médio, exceto no contato da descontinuidade B, onde é caracterizada como muito fraturada.

A descontinuidade B mergulha cerca de 1 a 2° para norte, com descontinuidades por vezes abertas ou com preenchimento silicoso. Considerada como uma feição estrutural de grande porte, visto que sua ocorrência foi notada em todas as áreas das obras.

Derrame A

O derrame A localiza-se abaixo da cota de 20m, sendo constituído por uma camada superior de brecha, subdividida em dois grupos: tipo I na porção superior e tipo II na porção inferior. Abaixo da brecha ocorre o basalto vesículo-amigdaloidal, caracterizado como muito consistente e grau de alteração incipiente a medianamente alterado. Abaixo dessa camada há ocorrência de material composto por brecha do tipo II, constituindo outra camada de brecha no derrame A, novamente seguido por outra camada de basalto vesicular amigdalóide, com espessura média

de 5m, com características bastante semelhantes à primeira camada de basalto vesículo–amigdaloidal do derrame A.

Já o contato entre este pacote e o basalto denso ocorre aproximadamente na cota de 12m. Este basalto denso é caracterizado como são, bastante descontínuo e de coloração roxa escura. A persistência das fraturas é curta e ocorrem cerca de 3 a 5 descontinuidades paralelas por feixe.

A descontinuidade A encontra-se aproximadamente 60 cm acima do contato com o basalto denso, e não há qualquer indício de infiltração ao longo da mesma. Apresenta atitude semelhante aos demais derrames, sendo plana com ondulações suaves e mergulho médio de 2° para NNE. O basalto próximo à descontinuidade é pouco a medianamente alterado, medianamente coerente e pouco fraturado. O basalto vesicular-amigdaloidal apresenta amígdalas preenchidas por minerais expansivos de coloração esverdeada.

3.6.3 Investigações geológico-geotécnicas

Foram realizadas diversas campanhas de investigações geológico-geotécnicas, desde os levantamentos para confirmação da viabilidade do arranjo proposto (ITAIPU BINACIONAL, 2009), até a realização de instrumentação que monitoram as barragens e suas fundações (PATIAS, 2010). As investigações contaram com o emprego de diversos métodos de investigação direta e indireta, além de ensaios laboratoriais e *in situ*.

Segundo Itaipu Binacional (1981), no local de implantação da barragem foram também realizadas diversas etapas de mapeamento geológico de campo, cuja finalidade inicial era determinar cunhas e blocos de rocha instáveis, para o correto planejamento e dimensionamento de contenções necessárias. Foram realizados mapeamentos de detalhe em taludes definitivos e provisórios, principalmente para determinar o melhor projeto geométrico, tais como taludes definitivos em zonas de contatos ou friáveis, e bermas em regiões de rochas menos fraturadas (ITAIPU BINACIONAL, 1981).

Conforme observado em Patias (2010), além das investigações por pontos de sondagens, foram realizadas as seguintes investigações especiais:

- ✓22 poços, que totalizam 394m de comprimento;
- ✓22 túneis, com 1605m de comprimento no total e;
- ✓31 trincheiras com o total de 662m de comprimento.

As paredes dos poços de grande diâmetro também foram mapeadas, anotando-se as características referentes às descontinuidades e aos contatos entre os derrames, para que desta forma as cotas de execução de galerias de prospecção e ensaios pudessem ser mais bem delimitadas.

O túnel GR4 foi executado na margem direita hidráulica, para que pudesse ser analisada a descontinuidade D, *in situ* e em detalhe, a partir da inspeção direta e de ensaios com vistas à determinação dos parâmetros geomecânicos (ITAIPU BINACIONAL, 1976).

4. MATERIAIS E MÉTODOS

Os materiais necessários para o desenvolvimento deste trabalho foram os dados e informações provenientes de campanhas geológico-geotécnicas, tais como relatórios geológicos, relatórios de desenvolvimento de obra, relatório fotográfico, planta com informações topográficas, mapeamentos e caracterização de descontinuidades, perfil individual de sondagem, informações gerais sobre a implantação das estruturas da barragem e visita técnica de campo. Esses dados foram disponibilizados pela Itaipu Binacional, por uma parceria firmada junto à Fundação Parque Tecnológico Itaipu. Além das informações referentes ao banco de dados geológico-geotécnicos, foram utilizados os programas AutoCad e Dips, disponibilizados pelo escritório central da Arcadis, e os recursos disponíveis no Laboratório de Informática Geológica (LIG-IGc), notadamente os programas da Microsoft Office[®], Studio3[®] e SGems[®].

O método consistiu em desenvolver modelos numéricos tridimensionais a partir da aplicação de classificações de maciços rochosos pelo sistema RMR (Rock Mass Rating), utilizando técnicas geoestatísticas e de krigagem ordinária para a estimativas em regiões não amostradas.

O desenvolvimento deste trabalho se iniciou com a revisão bibliográfica de três grandes áreas: caracterização e propriedades geológico-geomecânicas; classificação de maciços rochosos pelo parâmetro RQD e sistema RMR e conceitos de estatística e geoestatística.

Na sequência, foram disponibilizados diversos materiais pela Itaipu Binacional, que foram analisados buscando delimitar a área e os dados de interesse para a aplicação. Devido à intenção em trabalhar com a classificação de maciços rochosos por RMR, foi selecionada uma área que possuísse os dados e informações que fornecessem o conhecimento necessário para a definição dos diversos parâmetros desta classificação e, conseqüentemente, do parâmetro RQD.

Após a definição da área, as diretrizes para a elaboração da base de dados foram elaboradas, definindo-se como trabalhar as informações e, conseqüentemente, como construir a base de dados. Nessa etapa foram escolhidos, por exemplo: tamanho, quantidade e coordenadas da malha de blocos, famílias de descontinuidades, utilização ou não de informação de geologia estrutural, necessidade de visita técnica, levantamento de dados adicionais, metodologia de cálculo para o RQD e por fim, definição acerca da utilização dos fatores de redução proposto por Bieniawski na classificação RMR.

De posse da base de dados, prosseguiu-se com as análises estatística e geoestatística dos dados. Foram definidos os parâmetros de busca por pares de pontos e a análise variográfica dos dados, que consiste, basicamente, em definir os parâmetros para a elaboração dos variogramas experimentais e teóricos.

Após os ajustes do modelo teórico de variograma, realizou-se a interpolação por krigagem ordinária para a elaboração do modelo numérico tridimensional. Para esta etapa, foi necessário definir os parâmetros de vizinhança e a malha regular a ser estimada.

Por fim, após as análises e interpretações dos modelos numéricos das classes de maciços rochosos, foram integradas as informações obtidas nestes modelos com as informações da geologia local e dos dados amostrados, buscando verificar a dependência e correlação com as estruturas geológicas mapeadas.

Após, definiu-se o modelo geológico-geotécnico que poderá ser utilizado para definir as zonas de maior atenção no curto, médio e longo prazos, e com isso definir ou direcionar campanhas de instrumentação para monitoramento e garantia de segurança da barragem. Possibilitando, também, compreender a influência das estruturas geológicas na qualidade de maciço rochoso, com vistas a aplicar a metodologia em demais áreas do empreendimento.

4.1 DESCRIÇÃO DO LOCAL

A área selecionada é a região de influência do túnel GR4, visto que apresenta material detalhado em relação à caracterização das condições, distribuição e orientação de descontinuidades, informações do comportamento hidrogeológico, além de ter sido objeto de fotografia de detalhe. Formalmente o túnel GR4 é uma galeria de prospecção. Entretanto, será mantida a nomenclatura de túnel, utilizada nos relatórios da Itaipu Binacional.

O túnel foi executado na ombreira direita, escavado com a base na cota 125m, com direção paralela ao eixo da barragem principal (N78W) e 60m à jusante do mesmo, conforme pode ser observado no arranjo geral (Figura 19). O túnel tem extensão de 41m e foi desenvolvido em seção quadrada, com dimensão de 2,20m x 2,20m. Na Figura 20 é possível observar o emboque e as características de distribuições das descontinuidades, incluindo a descontinuidade D. A Figura 21 apresenta um trecho do mapeamento geológico-estrutural do túnel GR4, onde é possível observar também a sua seção quadrada. Por questões de notação e visualização, o mapeamento é apresentado de forma planificada, com as notações das paredes de jusante, montante, teto e piso.

Observa-se, nas Figuras 19 e 20, que o ponto de coordenadas N 7.187.831,17 e E 742.216,30 é o ponto de amarração topográfica. Com isso, os desenhos foram importados no programa AutoCad, onde puderam ser georreferenciados a partir desta coordenada e da orientação do túnel e, por conseguinte, puderam ser definidas as coordenadas dos demais blocos.

Figura 19 – Arranjo geral da localização do túnel de prospecção GR4

. Fonte: modificada de ITAIPU BINACIONAL, 1976.

Figura 20 – Características geológicas do emboque do túnel GR4 e ponto de amarração topográfico.

Fonte: modificada de ITAIPU BINACIONAL, 1976.

Figura 21 – Representação planificada de parte do mapeamento geológico estrutural do trecho final do túnel GR4.

Fonte: modificada de ITAIPU BINACIONAL, 1976.

4.2 DIRETRIZES E ELABORAÇÃO DA BASE DE DADOS

4.2.1 Definição da malha de blocos

Como as informações relativas ao mapeamento do túnel se dão de maneira contínua, houve a necessidade de discretizá-las em blocos. Inicialmente foram definidos o tamanho e o número de blocos apenas de acordo com as características geométricas. Assim, devido a seção do túnel ser quadrada, 2,2m x 2,2m, definiu-se que os blocos teriam 0,55m x 0,55m x 0,55m, tal como observado no trecho representado na Figura 22. Foram então caracterizados 1200 blocos, sendo que apenas a metade deles, 600, continham informações, pois havia ao menos uma face com informações de mapeamento, conforme pode ser observado no esquema da Figura 23. Os blocos com informações do teto foram desconsiderados, conforme será discutido no item 5.1.

Figura 22 – Discretização da informação em blocos unitários de tamanho 0,55m x 0,55m x 0,55m.

Fonte: modificada de ITAIPU BINACIONAL, 1976.

Figura 23– Esquema ilustrativo da distribuição de blocos com e sem informação. Em amarelo, blocos com informação.

Fonte: modificada de ITAIPU BINACIONAL, 1976.

Esta base de dados, gerada com blocos de dimensões 0,55m x 0,55m x 0,55m, denominada como base A. Na Figura 24, observa-se a base de dados no programa SGeMS®, onde os pontos representam o centro de massa de cada um desses blocos discretizados.

Figura 24 – Base A discretizada em blocos.

Legenda: (A) Vista de corte longitudinal no eixo do túnel, (B) Vista em planta e (C) Vista oblíqua (Fonte: elaborada pelo autor a partir do programa SGeMS).

Com o desenvolvimento do trabalho, observou-se que a escala de amostragem poderia causar distorção em relação à continuidade do fenômeno regionalizado, conforme exemplificado na Figura 25. Na Figura 25 (A) são representados os blocos conforme a malha de 0,55m x 0,55m. Os blocos marcados em vermelho não contêm nenhuma descontinuidade e, por consequência, seu resultado RMR é máximo. Já os blocos marcados em azul contêm pelo menos uma descontinuidade e, portanto, terão resultados de RMR inferiores. Apresentando, assim, uma variação que pode não ser representativa do padrão geológico-estrutural. Na Figura 25 (B) a malha representada tem 1,10m x 0,55m. É possível observar que o efeito causado pela escala foi minimizado, e a variação entre os blocos laterais podem ser menos abruptos e mais contínuos, podendo ser mais representativo do padrão geológico-estrutural.

Figura 25 – Efeito da escala na amostragem

Legenda: (A) Malha de 0,55m x 0,55m. (B) Malha de 1,10m x 0,55m. (Fonte: Modificada de ITAIPU BINACIONAL, 1976)

Por isso, decidiu-se utilizar as duas bases de dados, a base A descrita acima, e outra base, com blocos unitários que tivessem o dobro do comprimento na direção do eixo X (mais próximo ao eixo do túnel), ou seja, foram caracterizados 297 blocos com as dimensões 1,10m x 0,55m x 0,55m, denominada base B. Deste modo será possível mensurar o efeito que a escala de trabalho proporcionará nos dados e resultados obtidos.

4.2.2 Análise estrutural

As informações relativas às orientações das descontinuidades foram objeto de estudo estrutural utilizando o programa Dips[®], cuja finalidade foi a de validar as

informações e verificar a similaridade dos dados. Foram analisadas separadamente as informações coletadas nas paredes de jusante, montante e teto.

A partir disso, montou-se um banco de dados estruturais final, a partir do qual foi possível definir as orientações das principais famílias de descontinuidades, que são utilizadas para se definir os espaçamentos médios (J_v), medida necessária para definir os valores de RQD utilizando a metodologia proposta por Palmstrom (1982).

Durante a etapa de análise estrutural foi realizada uma visita de campo, com o intuito de sedimentar o entendimento e verificar, de maneira direta, as características gerais da descontinuidade D e demais descontinuidades.

4.2.3 Definição dos parâmetros da classificação RMR

A metodologia do cálculo de RMR foi aplicada em cada ponto amostral. A seguir são descritos como foram obtidos os diversos parâmetros:

O parâmetro de resistência à compressão uniaxial foi fornecido pela Itaipu Binacional. Na área do túnel o litotipo predominante é o basalto denso vermelho, cujo valor de resistência à compressão adotado foi de 143 MPa. Há a ocorrência restrita de basalto vesículo amigdaloidal, cujo valor de resistência à compressão adotado foi de 32 MPa.

O parâmetro de RQD foi estimado a partir da equação proposta por Palmstrom (1982): $RQD = 115 - 3 \times J_v$, visto que sua utilização minimiza os efeitos direcionais da amostragem, por considerar o J_v um índice de contagem volumétrico.

O espaçamento médio entre as descontinuidades foi obtido a partir da média dos valores dos espaçamentos das famílias de descontinuidades.

As condições das descontinuidades foram obtidas diretamente do mapeamento do túnel, visto que ele contém as informações relativas à direção, mergulho e caracterização das condições das descontinuidades, notadamente dados de abertura, rugosidade e preenchimento.

As condições de água no maciço foram obtidas diretamente do relatório da Itaipu Binacional (1976). Os 6,00m iniciais e os 4,00m finais foram caracterizados como gotejando e no restante do túnel o maciço foi considerado seco.

Os fatores de redução, definidos com base na finalidade da obra e na orientação das descontinuidades em relação ao eixo da barragem, são mais elevados para as descontinuidades verticais a sub-verticais (mergulho entre 60° e 90°), e mais baixo quando as descontinuidades são sub-horizontais ou de baixo mergulho para montante (10° a 30°). Embora a utilização do fator de redução máximo seja prática corrente, conforme sugerido por Hudson e Harrison (1997), procurou-se analisar a melhora dos resultados quando considerado um fator de redução médio, visto que no túnel há a coexistência de fraturas sub-horizontais e/ou sub-verticais muito próximas e, portanto, estudou-se os seguintes casos:

1. A classificação de RMR sem considerar fatores de redução;
2. A classificação de RMR considerando um fator de redução máximo;
3. A classificação de RMR considerando um fator de redução médio.

A aplicação dos fatores de redução foi realizada preteritamente às análises geoestatísticas. Foram consideradas as relações entre as atitudes das descontinuidades e a orientação do eixo da barragem.

4.3 APLICAÇÃO DE TÉCNICAS GEOESTATÍSTICAS

4.3.1 Análise estatística

Definidas as bases de dados, foram calculadas as medidas de tendência central (média, moda e variância) e as medidas de dispersão em torno da média (variância, desvio padrão e coeficiente de variação) dos resultados de RMR sem fator de redução, RMR considerando um fator de redução médio, RMR considerando um fator de redução máximo e do RQD. Este procedimento foi realizado tanto para a base A quanto para a base B e seus resultados foram comparados.

4.3.2 Análise geoestatística

Na análise geoestatística foram adotados os parâmetros apresentados na Tabela 11. Estes parâmetros foram utilizados nas análises de ambas as bases de dados e para os três valores de RMR (sem redução, com redução média e com redução máxima).

Por conta da distribuição espacial das amostras ser orientada, apenas uma direção apresenta informações em quantidade suficiente para o cálculo dos variogramas. Por isso, optou-se por trabalhar com variogramas omnidirecionais.

Tabela 11 – Parâmetros de cálculo dos variogramas experimentais.

PARÂMETRO	UNIDADE	VALOR
Campo geométrico	(m)	21,00
Tamanho do passo	(m)	1,1
Número de passos	(-)	19
Tolerância do passo	(m)	0,55
Azimuth	(°)	0
Mergulho	(°)	0
Tolerância angular	(°)	91
Largura	(m)	200,00

4.3.3 Interpolação por krigagem ordinária

Para a interpolação e geração dos modelos numéricos tridimensionais a malha regular foi definida com origem nas coordenadas: (Ox) 742175,668, (Oy) 7187829,859, (Oz) 125,375. Adotou-se para o modelo numérico a partir da base A, blocos unitários de dimensões 0,55m x 0,55m x 0,55m, totalizando 75 células no eixo X, 20 células no eixo Y e 05 células no eixo Z. Para o modelo numérico a partir da base B, adotou-se blocos unitários de dimensões de 1,10m x 0,55m x 0,55m, com um total de 37 células no eixo X, 20 células no eixo Y e 05 células no eixo Z.

Adotou-se o critério de seleção de amostras por quadrantes. Para o elipsoide de busca foi definido o número mínimo de amostras como sendo 3 e o número máximo como sendo 8. Foram utilizados 2 sub-blocos nos eixos X e Y, e 1 sub-bloco em Z, para a discretização da krigagem ordinária de blocos.

Foram realizadas interpolações por krigagem ordinária para os três valores de RMR (sem redução, com redução média e com redução máxima), nas duas bases de dados.

4.4 INTERPRETAÇÃO INTEGRADA

Na interpretação integrada dos dados, foram analisados: os efeitos da modificação do tamanho de bloco unitário, os efeitos dos fatores de redução das classificações de maciço rochoso por RMR, a comparação, nos dados amostrados, dos resultados do RMR com o RQD e o mapeamento geológico do túnel. Localmente também foram comparadas algumas áreas com os mapeamentos e as fotografias do túnel. Por fim, os resultados obtidos foram comparados com uma sondagem integral existente, com o objetivo de verificar a viabilidade da aplicação do método para outras áreas da barragem, considerando a base de dados das sondagens mecânicas existentes.

5. APRESENTAÇÃO E DISCUSSÃO DOS RESULTADOS

5.1 ANÁLISE ESTRUTURAL

A análise estrutural do túnel GR4 foi realizada inicialmente com os 102 dados de orientação de descontinuidades da parede de montante. Apresenta-se na Figura 26 o diagrama de concentração dos polos das descontinuidades e, na Figura 27, o diagrama de roseta para a mesma parede. Na Figura 28 é possível observar o diagrama de dispersão dos polos e a interpretação das principais famílias de descontinuidades para a parede de montante.

Pelo diagrama de concentração (Figura 26) é possível interpretar elevada frequência de planos sub-verticais e sub-horizontais, além da ocorrência menos frequente de planos inclinados. Foram caracterizadas quatro famílias, sendo três sub-verticais e uma sub-horizontal. Observa-se que os planos apresentam moderada dispersão em relação à orientação, como pode ser observado no diagrama de roseta (Figura 27).

Figura 26 – Diagrama de concentração de polos – parede de montante

. Fonte: elaborada pelo autor.

Figura 27 – Diagrama de roseta – parede de montante.

Fonte: elaborada pelo autor.

Figura 28 – Diagrama de dispersão dos polos e a interpretação das principais famílias de descontinuidades – parede de montante.

Fonte: elaborada pelo autor.

Para a parede de jusante foram utilizadas 154 medidas de orientação de descontinuidade. Na Figura 29, é apresentado o diagrama de concentração dos polos das descontinuidades, na Figura 30 o diagrama de roseta para a mesma parede e na Figura 31 o diagrama de dispersão dos polos e a interpretação das principais famílias para esta parede.

Os planos apresentam três direções preferenciais, como pode ser observado no diagrama de roseta (Figura 30). Assim como pelo diagrama de concentração (Figura 29) é possível observar elevada frequência de planos sub-verticais com direção NE (mergulhando para NW ou SE) e com menor frequência, na direção NW (mergulhando para NE ou SW). Os planos sub-horizontais também são frequentes. Já os planos inclinados não apresentam direção definida, sendo dispersos e com menor frequência. Foram caracterizadas quatro famílias, sendo duas sub-verticais, uma sub-horizontal e uma inclinada ($\sim 57^\circ$).

Figura 29 – Diagrama de concentração de polos – parede de jusante.

Fonte: elaborada pelo autor.

Figura 30 – Diagrama de roseta – parede de jusante.

Fonte: elaborada pelo autor.

Figura 31 – Diagrama de dispersão dos polos e a interpretação das principais famílias de descontinuidades – parede de jusante

Fonte: elaborada pelo autor.

Para o teto foram utilizadas 26 medidas de orientação de descontinuidade. Na Figura 32 é apresentado o diagrama de concentração dos polos das descontinuidades. Na Figura 33 o diagrama de roseta e, na Figura 34, pode-se observar o diagrama de dispersão dos polos dos planos das descontinuidades e a interpretação das principais famílias de fraturas.

Observa-se pelo diagrama de roseta (Figura 33) que os planos apresentam duas direções preferenciais. Pelo diagrama de concentração (Figura 32) é possível observar uma frequência maior de planos inclinados com direção NE (mergulhando para NW ou SE) e com menor frequência, planos sub-verticais com direção aproximada EW (mergulhando para N ou S). Não foram observados planos sub-horizontais, tendo sido caracterizadas quatro famílias de fraturas, sendo uma sub-vertical e três inclinadas com direções aproximadas iguais a 28°, 51° e 73°.

Figura 32 – Diagrama de concentração de polos – dados do teto.

Fonte: elaborada pelo autor.

Figura 33 – Diagrama de roseta – dados do teto

Fonte: elaborada pelo autor.

Figura 34 – Diagrama de dispersão dos polos e a interpretação das principais famílias de descontinuidades – dados do teto

Fonte: elaborada pelo autor.

Observa-se que os resultados das análises das paredes de jusante e montante são muito semelhantes, mas diferem dos resultados do teto. Isto provavelmente ocorre devido ao fato de que, no teto, o número de amostras é reduzido, ou ainda devido a não amostragem das descontinuidades horizontais ou sub-horizontais, motivado pelo paralelismo entre o teto e estas feições. Outro aspecto é que as descontinuidades verticais/subverticais descartadas pela não utilização das informações do teto não apresentam influência para a barragem, devido a não interceptação com o eixo da barragem, ou já são caracterizadas pelas paredes laterais. Portanto, decidiu-se utilizar apenas os dados provenientes das paredes laterais, jusante e montante, e descartar as informações referentes ao teto. Evitando, deste modo, evitar enviesamento.

Nas Figuras 35, 36 e 37 são apresentados os resultados considerando todos os dados (jusante e montante), sendo, respectivamente, o diagrama de concentração dos polos das descontinuidades, o diagrama de roseta e o diagrama de dispersão dos polos dos planos das descontinuidades e a interpretação das principais famílias de fraturas.

Os planos apresentam marcadamente duas direções preferenciais, como pode ser observado no diagrama de roseta (Figura 36). Pelo diagrama de concentração de polos (Figura 35) é possível observar a maior frequência de planos sub-verticais e também de planos sub-horizontais. Já os planos inclinados

apresentam frequência relativamente menor. Foram caracterizadas quatro famílias, sendo duas sub-verticais e uma sub-horizontal. A quarta família é inclinada, com mergulhos e direções variáveis.

Figura 35 – Diagrama de concentração de polos – todos os dados.

Fonte: elaborada pelo autor.

Figura 36 – Diagrama de roseta – todos os dados.

Fonte: elaborada pelo autor.

Figura 37 – Diagrama de dispersão dos polos dos planos das discontinuidades e a interpretação das principais famílias de discontinuidades – todos os dados.

Fonte: elaborada pelo autor.

5.2 ANÁLISE ESTATÍSTICA

5.2.1 RMR sem considerar fator de redução

Os histogramas e as estatísticas descritivas da classificação RMR sem considerar fator de redução são apresentados na Figura 38 e Tabela 12, para a base A e na Figura 39 e Tabela 13 para a base B.

O histograma da base A (Figura 38) apresenta moda maior que a mediana e média, ou seja, apresenta uma distribuição assimétrica negativa. O histograma da base B (Figura 39) apresenta medidas de tendência central e assimetria iguais ou muito semelhantes àsquelas da base A.

Entretanto, observa-se que a variância de 106,21 da base A foi reduzida para 90,89 na base B.

Tabela 12 - Estatísticas descritivas RMR (sem fator de redução) - Base A

RMR sem aplicação de fator de redução - Base A									
Mínimo	Primeiro Quartil	Média	Mediana	Moda	Variância	Desvio Padrão	Terceiro Quartil	Máximo	Coeficiente de Variação
46	68	75,81	77	82	106,21	10,30	82	97	0,14

Figura 38 – Histograma da classificação RMR (sem fator de redução) - Base A.

Fonte: elaborada pelo autor.

Tabela 13 - Estatísticas descritivas RMR (sem fator de redução) - Base B

RMR sem aplicação de fator de redução - Base B									
Mínimo	Primeiro Quartil	Média	Mediana	Moda	Variação	Desvio Padrão	Terceiro Quartil	Máximo	Coefficiente de Variação
51	71	75,99	77	82	90,89	9,53	82	97	0,13

Figura 39 – Histograma da classificação RMR (sem fator de redução) - Base B.

Fonte: elaborada pelo autor.

5.2.2 RMR considerando fator de redução médio

Os histogramas e as estatísticas descritivas da classificação RMR, considerando o fator de redução médio, são apresentados na Figura 40 e Tabela 14, para a base A, e na Figura 41 e Tabela 15, para a base B.

O histograma da Figura 40 apresenta moda menor que a mediana e média, ou seja, apresenta uma distribuição assimétrica positiva, assim como o histograma da Figura 41. As medidas de média e mediana são semelhantes em ambas as bases de dados, porém, observa-se que a variância é igual a 208,93 na base A e é igual a 145,40 na base B.

Tabela 14 - Estatísticas descritivas da classificação RMR (considerando fator de redução médio) - Base A.

RMR com aplicação de fator de redução médio - Base A									
Mínimo	Primeiro Quartil	Média	Mediana	Moda	Variância	Desvio Padrão	Terceiro Quartil	Máximo	Coefficiente de Variação
32	52	62,92	60	57	208,93	14,45	69,5	97	0,23

Figura 40 – Histograma da classificação RMR (considerando um fator de redução médio) - Base A.

Fonte: elaborada pelo autor.

Tabela 15 - Estatísticas descritivas da classificação RMR (considerando fator de redução médio) – Base B.

RMR com aplicação de fator de redução médio - Base B									
Mínimo	Primeiro Quartil	Média	Mediana	Moda	Variância	Desvio Padrão	Terceiro Quartil	Máximo	Coefficiente de Variação
32	54,5	62,10	61	57	145,40	12,06	70,17	97	0,19

Figura 41 – Histograma e estatísticas descritivas da classificação RMR (considerando um fator de redução médio) - Base B.

5.2.3 RMR considerando fator de redução máximo

Os histogramas e as estatísticas descritivas da classificação RMR, considerando o fator de redução máximo, são apresentados na Figura 42 e Tabelas 16, para a base A e Figura 43 e Tabela 17, para a base B.

Observa-se nas Figuras 42 e 43 que a moda e a mediana são iguais e pouco menores do que a média, ou seja, apresentam distribuição levemente positiva. Entretanto, a variância na Figura 42 é igual a 262,13 e na Figura 43 este valor é 178,91, ou seja, a base B apresenta menor dispersão que a base A.

Tabela 16 - Estatísticas descritivas da classificação RMR (considerando fator de redução máximo) - Base A.

RMR com aplicação de fator de redução máximo - Base A									
Mínimo	Primeiro Quartil	Média	Mediana	Moda	Variância	Desvio Padrão	Terceiro Quartil	Máximo	Coefficiente de Variação
21	47	57,63	57	57	262,13	16,19	64	97	0,28

Figura 42 – Histograma da classificação RMR (considerando um fator de redução máximo) - Base A.

Fonte: elaborada pelo autor.

Tabela 17 - Estatísticas descritivas da classificação RMR (considerando fator de redução máximo) - Base B.

RMR com aplicação de fator de redução máximo - Base B									
Mínimo	Primeiro Quartil	Média	Mediana	Moda	Variância	Desvio Padrão	Terceiro Quartil	Máximo	Coefficiente de Variação
26	49,5	57,80	57	57	178,91	13,38	66	97	0,23

Figura 43 – Histograma da classificação RMR (considerando um fator de redução máximo) - Base B.

Fonte: elaborada pelo autor.

5.2.4 Comparação dos resultados estatísticos de RMR

Evidencia-se na Tabela 18 que a base B apresenta menor dispersão que a base A. Isto ocorre, pois o suporte amostral da base B é maior que na base A, provocando suavização dos resultados. Observa-se também, que os dados sem considerar fator de redução apresentam menor variabilidade do que quando considerado o fator de redução, seja ele médio ou máximo. O incremento do fator de redução provoca aumento na dispersão do dados por conta de ser mais um parâmetro que pode adicionar variação ao resultado final.

As médias relativas às bases A e B são semelhantes, entretanto, houve redução significativa da variância na base A em relação à base B. Observa-se que, quando considerado fator de redução máximo, a diferença entre estes e os valores obtidos considerando fator de redução médio é de cerca de 5 pontos, em ambas as bases.

De maneira geral, houve redução das variâncias e dos coeficientes de variação na base B em relação à base A e as variâncias são maiores quando considerado fator de redução máximo, menores quando não considerado fator de redução e intermediárias quando considerado fator de redução médio.

Observa-se que há blocos que não são interceptados por descontinuidades ou são interceptados apenas por descontinuidades sub-horizontais e, portanto, independente do uso de fatores de redução, seus valores serão mais elevados.

Tabela 18 – Quadro comparativo das bases A e B, para os resultados de RMR sem considerar fator de redução e considerando fator de redução médio e máximo.

RMR	Sem fator	BASE A		Sem fator	BASE B	
		Com fator médio	Com fator máximo		Com fator médio	Com fator máximo
Média	75,81	61,92	57,63	75,99	62,10	57,80
Variância	106,21	208,93	262,13	90,89	145,40	178,91
CV	0,14	0,23	0,28	0,13	0,19	0,23

5.2.5 RQD

Os histogramas e as estatísticas descritivas do RQD são apresentados na Figura 44 e Tabela 19, para a base A e na Figura 45 e Tabela 20 para a base B.

Tabela 19 - Estatísticas descritivas do RQD – base A

RQD - Base A									
Mínimo	Primeiro Quartil	Média	Mediana	Moda	Variância	Desvio Padrão	Terceiro Quartil	Máximo	Coefficiente de Variação
45,7	100	98,16	100	100	43,91	6,63	100	100	0,07

Figura 44 – Histograma do RQD – base A.

Fonte: elaborada pelo autor.

Tabela 20 - Estatísticas descritivas do RQD – base B

RQD - Base B									
Mínimo	Primeiro Quartil	Média	Mediana	Moda	Variância	Desvio Padrão	Terceiro Quartil	Máximo	Coefficiente de Variação
46,69	100	98,16	100	100	38,66	6,22	100	100	0,06

Figura 45 – Histograma do RQD – base B.

Fonte: elaborada pelo autor.

Os histogramas das distribuições de ambas as bases são muito semelhantes e apresentam assimetria negativa. Porém, observa-se que a variância da base B é ligeiramente menor que a variância da base A.

Nota-se também, que mais de 90% das amostras apresentam RQD igual a 100% e que mais de 96% das amostras apresentam RQD superior a 90%, ou seja, pelo menos 96% das amostras são caracterizadas como excelentes, segundo a classificação de Deere *et al.* (1967). Isso é decorrência, principalmente, do espaçamento médio das famílias de descontinuidades, que apresentam espaçamentos superiores a 0,10m, exceto em poucos casos.

Salienta-se que o mapeamento apresenta caráter direcional, tendo sido utilizado informações de paredes verticais, paralelas ao eixo da barragem. Portanto, caso seja realizadas análises em demais orientações, os resultados podem não expressar a compartimentação do maciço.

5.3 ANÁLISE GEOESTATÍSTICA

5.3.1 RMR sem considerar fator de redução

O variograma experimental e o modelo teórico de variograma dos dados de RMR sem considerar o valor de redução, para a base A, são apresentados na Figura 46. No ajuste do modelo teórico, foi necessário ajustar duas estruturas com os parâmetros apresentados na Tabela 21. O campo estruturado tem aproximadamente 12m, e o patamar é igual a 102. O efeito pepita relativo, $E=1,17$, indica que a componente aleatória é muito importante.

Tabela 21 – Parâmetros do modelo teórico de variograma ajustado à variável RMR (sem considerar fator de redução) – base A.

	Amplitudes			$\gamma(h)$
	X	Y	Z	
Efeito Pepita	-	-	-	55
Estrutura 1	8	4	4	13
Estrutura 2	12	4	4	34
Rotação	0	0	0	-
Modelo	Esférico			

Figura 46 – Variograma experimental e modelo teórico ajustado à variável RMR (sem considerar fator de redução) – base A.

Fonte: elaborada pelo autor.

O variograma experimental e o modelo teórico de variograma dos dados de RMR sem considerar fator de redução, para a base B, são apresentados na Figura 47. No ajuste do modelo teórico foi necessário ajustar apenas uma estrutura, cujos parâmetros são apresentados na Tabela 22.

Nota-se que o efeito pepita relativo, $E=0,85$, também indica que a componente aleatória é muito importante.

Tabela 22 – Parâmetros do modelo teórico de variograma ajustado para a variável RMR (sem considerar fator de redução) – base B.

	Amplitudes			$\gamma(h)$
	X	Y	Z	
Efeito Pepita	-	-	-	40
Estrutura 1	9	8	5	47
Rotação	0	0	0	-
Modelo	Esférico			

Figura 47 – Variograma experimental e modelo teórico ajustado à variável RMR (sem considerar fator de redução) – base B.

Fonte: elaborada pelo autor.

Pelos resultados observados para o RMR sem aplicação de fator de redução, afirma-se que a base B apresenta melhores resultados, pois mesmo tendo apresentado variância espacial e amplitudes semelhantes, o efeito pepita e o efeito pepita relativo são menores na base B.

5.3.2 RMR considerando fator de redução médio

O variograma experimental e o modelo teórico de variograma dos dados de RMR considerando fator de redução médio, para a base A, são apresentados na Figura 48. No ajuste do modelo teórico foram necessárias duas estruturas, cujos parâmetros podem ser observados na Tabela 23.

Observa-se que o efeito pepita relativo, $E=1,690$, é muito elevado e indica que a componente aleatória é muito importante. Apesar disso, os dados ainda apresentam correlação espacial, visto que conforme observado em Guerra (1988), apenas caso a razão $\frac{C_0}{(C_0+C)}$ seja maior que 0,8 a estatística clássica e a geoestatística não se diferenciam, sendo que para estes dados a razão foi de 0,625.

Tabela 23 - Parâmetros do modelo teórico de variograma ajustado para a variável RMR (considerando fator de redução médio) – base A.

	Amplitudes			$\gamma(h)$
	X	Y	Z	
Efeito Pepita	-	-	-	120
Estrutura 1	5	3	0	62
Estrutura 2	8	2	2	10
Rotação	0	0	0	-
Modelo	Esférico			

Figura 48– Variograma experimental e modelo teórico ajustado à variável RMR (considerando fator de redução médio) – base A.

O variograma experimental e o respectivo modelo teórico de variograma dos dados de RMR considerando fator de redução médio, para a base B, são apresentados na Figura 49. No ajuste do modelo teórico foi necessário ajustar apenas uma estrutura, cujos parâmetros são apresentados na Tabela 24. O efeito pepita relativo, $E=1,083$, é muito alto e indica que a componente aleatória é muito importante. Apesar disso, os dados ainda apresentam correlação espacial, pois a razão $\frac{C_0}{(C_0+C)}$ é de 0,520.

Tabela 24 - Parâmetros do modelo teórico de variograma ajustado para a variável RMR (considerando fator de redução médio) – base B.

	Amplitudes			$\gamma(h)$
	X	Y	Z	
Efeito Pepita	-	-	-	65
Estrutura 1	5	2	1	60
Rotação	0	0	0	-
Modelo	Esférico			

Figura 49– Variograma experimental e respectivo modelo teórico ajustado à variável RMR (considerando fator de redução médio) – base B.

Fonte: elaborada pelo autor.

Pode-se afirmar que, embora ambas as bases de dados tenham apresentado amplitudes próximas, os valores de RMR aplicando fator de redução médio apresentam melhores resultados para a base B, uma vez que apresenta menor variância espacial e tanto o efeito pepita quanto o efeito pepita relativo são menores.

5.3.3 RMR considerando fator de redução máximo

O variograma experimental e o modelo teórico de variograma dos dados de RMR considerando fator de redução máximo, para a base A, são apresentados na Figura 50. No ajuste do modelo teórico foram necessárias duas estruturas, cujos parâmetros podem ser observados na Tabela 25. O efeito pepita relativo, $E=1,889$, é muito alto e indica que a componente aleatória é muito importante. Apesar de muito alto, os dados ainda apresentam correlação geoestatística, visto que a razão $\frac{C_0}{(C_0+C)}$ é igual a 0,654, ainda menor do que 0,8, valor citado por Guerra (1988) como limite.

Tabela 25 - Parâmetros do modelo teórico de variograma ajustado à variável RMR (considerando fator de redução máximo) – base A.

	Amplitudes			$\gamma(h)$
	X	Y	Z	
Efeito Pepita	-	-	-	170
Estrutura 1	10	2	0	65
Estrutura 2	3	2	0	25
Rotação	0	0	0	-
Modelo	Esférico			

Figura 50 – Variograma experimental e respectivo modelo teórico ajustado à variável RMR (considerando fator de redução máximo) – base A.

Fonte: elaborada pelo autor.

O variograma experimental e o modelo teórico de variograma dos dados de RMR considerando fator de redução máximo, para a base B, são apresentados na Figura 51. No ajuste do modelo teórico foi necessário ajustar apenas uma estrutura, cujos parâmetros são apresentados na Tabela 26. O efeito pepita relativo, $E=1,083$, é muito alto, indicando que a componente aleatória é muito importante. Apesar disso, assim como na base A, os dados ainda apresentam correlação geoestatística, visto que a razão $\frac{C_0}{(C_0+C)}$ é de 0,581.

Tabela 26 - Parâmetros do modelo teórico de variograma ajustado à variável RMR (considerando fator de redução máximo) – base B.

	Amplitudes			$\gamma(h)$
	X	Y	Z	
Efeito Pepita	-	-	-	90
Estrutura 1	5	2	1	66
Rotação	0	0	0	-
Modelo	Esférico			

Figura 51– Variograma experimental e respectivo modelo teórico ajustado à variável RMR (considerando fator de redução máximo) – base B.

Fonte: elaborada pelo autor.

Pelos resultados observados para o RMR aplicando fator de redução máximo, afirma-se que a base B apresenta melhores resultados. Apesar de apresentar o campo estruturado menor e um efeito pepita relativo praticamente igual, a variância espacial e o efeito pepita muito menores na base B permitem dizer que seus resultados são mais adequados.

5.3.4 Comparação dos resultados geoestatísticos de RMR

O quadro resumo, Tabela 27, evidencia que a base B apresentou resultados superiores aos resultados da base A, visto que apresentam menores valores de efeito pepita e efeito pepita relativo. Observa-se também, que os resultados de RMR sem redução apresentam melhores resultados que quando considerado um fator de redução, seja ele médio ou máximo.

Embora os variogramas experimentais tenham apresentado boa quantidade de números de pares de pontos, para o ajuste dos modelos teóricos de variograma as variâncias aleatórias são altas, podendo ser observado pelo efeito pepita relativo. Ainda assim, os valores da razão $\frac{C_0}{(C_0+C)}$ são inferiores a 0,8 e, portanto, ainda apresenta correlação geoestatística. Quando da estimativa por krigagem ordinária para as regiões não amostradas, deve-se atentar para o componente aleatório, que também poderá ser relativamente alto, indicando incertezas associadas às estimativas também altas.

Tabela 27 – Quadro comparativo das análises geoestatísticas para os resultados de RMR sem redução, considerando fator de redução médio e fator de redução máximo, bases A e B.

RMR	BASE A			BASE B		
	Sem fator	Com fator médio	Com fator máximo	Sem fator	Com fator médio	Com fator máximo
Efeito Pepita	55	120	170	40	65	90
Efeito Pepita Relativo	1,17	1,69	1,89	0,85	1,08	1,36
Variância Espacial	47	71	90	47	60	66
Razão ($C_0/(C_0 + C)$)	0,54	0,63	0,65	0,46	0,52	0,58
Patamar	102	192	260	87	125	155

5.3.5 RQD

Os variogramas experimentais da base A (Figura 52) e da base B (Figura 53) apresentam comportamento de efeito pepita puro, onde a relação entre $\frac{C_0}{(C_0+C)}$ é superior a 0,8. Portanto, estimativas por krigagem ordinária não são adequadas e não foram realizadas estimativas por krigagem ordinária. Entretanto, os valores amostrados de RQD foram comparados com os valores amostrados de RMR, conforme será observado no item 5.4.5

Figura 52 – Variograma experimental do RQD – base A.

Fonte: elaborada pelo autor.

Figura 53 – Variograma experimental do RQD – base B.

Fonte: elaborada pelo autor..

5.4 KRIGAGEM ORDINÁRIA

Os modelos numéricos foram gerados a partir das estimativas realizadas por krigagem ordinária. Foram gerados modelos numéricos para as bases A e B, considerando os valores de RMR sem fator de redução, com fator de redução médio e com fator de redução máximo. Os modelos numéricos apresentam as dimensões apresentadas na Tabela 28.

Tabela 28 – Dimensões dos modelos numéricos das bases A e B.

DIMENSÕES DOS MODELOS NUMÉRICOS		
BASE DE DADOS	A	B
Eixo X	41,25	40,70
Eixo Y	11,00	11,00
Eixo Z	2,75	2,75

5.4.1 Modelo numérico – RMR sem considerar fator de redução

O modelo numérico de RMR sem considerar fator de redução, obtido para a base A, é apresentado na Figura 54 e na Figura 55 é apresentado o modelo obtido a partir da base B.

Nota-se que o modelo numérico da base B apresenta resultado mais suavizado do que o modelo numérico da base A. Embora os resultados das análises geoestatísticas tenham sido considerados melhores, quando os modelos numéricos gerados são analisados é notável que os blocos de tamanho reduzido apresentam mais contraste e representam melhor as variações das características geológicas.

Observa-se que os trechos inicial e final do túnel apresentam resultados de RMR mais baixos. Isto se deve à condição de contraste da água subterrânea ao longo do túnel, pois nos trechos citados esta condição foi descrita como gotejando, já no restante do túnel foi caracterizada como seca.

Fica evidente nas Figuras 56 e 57 que a descontinuidade D é ressaltada, pois pode-se observar que há alta continuidade lateral, em cerca de 2 níveis no eixo Z, com valores de RMR menores. Isto se deve, principalmente, à pontuação relativa à caracterização das condições da descontinuidade D. Ressalta-se, também, que a

caracterização da descontinuidade D, na parede de montante, apresenta pontuações menores que na parede de jusante.

Na parede de jusante, aproximadamente entre as progressivas de 9m e 17m, as características das condições da descontinuidade D são boas, com trechos com abertura variando de muito apertada à aberta, bastante rugosa e sem preenchimento argiloso. Outra característica que pode ser observada na parede de montante é que a descontinuidade D encontra-se em cota mais elevada, entre 126,5m e 127,00m, até aproximadamente a progressiva de 20m, passando para a cota aproximada entre 125,5m e 126,0m.

Estas características podem ser visualizadas em ambos os modelos numéricos, mas ressaltadas no modelo numérico da base A. Apresentam-se nas Figuras 56 e 57 os modelos numéricos representados como diagrama de cerca, respectivamente para a base A e B, onde a descontinuidade D foi destacada.

Figura 54 – Modelo numérico RMR sem fator de redução – base A.

Legenda: (A) Vista em planta. (B) Vista da lateral de jusante e Vista oblíqua. (C) jusante e (D) montante. Fonte: elaborada pelo autor.

Figura 55 – Modelo numérico RMR sem fator de redução – Base B.

Legenda: (A) Vista em planta, (B) Vista da lateral de jusante e Vista oblíqua (C) jusante e (D) montante. Fonte: elaborada pelo autor.

Figura 56 – Diagrama de cerca do modelo numérico RMR sem fator de redução – base A.

Fonte: elaborada pelo autor.

Figura 57 – Diagrama de cerca do modelo numérico RMR sem fator de redução – base B.

Fonte: elaborada pelo autor.

5.4.2 Modelo numérico – RMR considerando fator de redução médio

O modelo numérico de RMR considerando um fator de redução médio, obtido a partir da base A, é apresentado na Figura 58 e na Figura 59 para o obtido a partir da base B.

Nota-se que o modelo numérico da base B também apresenta um resultado mais suavizado do que no da base A. Assim como no modelo numérico de RMR sem redução, os modelos numéricos com blocos de tamanho reduzido apresentam mais contraste e, portanto, representam melhor as variações das características geológicas.

Os trechos inicial e final do túnel apresentam resultados de RMR mais baixos, devido à condição de água subterrânea ser contrastante com o restante do túnel. Em outras áreas com RMR mais baixos, acredita-se que seja devido à utilização do fator de redução, pois os blocos amostrados que interceptam descontinuidades verticais e sub-verticais, recebem fatores de redução maiores e, consequentemente os valores de RMR são menores.

Embora a utilização de RMR considerando fator de redução médio tenha destacado as descontinuidades sub-verticais, a visualização da descontinuidade D ainda é possível, mas não de modo evidente como quando não se considera o fator de redução. Devido à utilização de um fator de redução médio, o contraste entre as áreas com descontinuidades sub-verticais e as áreas com descontinuidades inclinadas ou sub-horizontais é gradual.

Quando há o encontro de mais de uma família de descontinuidades, por exemplo, sub-horizontal e sub-vertical, há a suavização do resultado, justamente por causa da utilização do fator de redução médio, conforme pode ser observado nas Figuras 60 e 61, onde são apresentados os diagramas em cerca dos modelos numéricos das bases A e B, respectivamente. Estas características podem ser visualizadas em ambos os modelos numéricos, porém, é ressaltada no modelo numérico obtido a partir da base A.

Figura 58 – Modelo numérico de RMR considerando fator de redução médio – base A.

Legenda: (A) Vista em planta, (B) Vista da lateral de jusante e Vista oblíqua (C) jusante e (D) montante. Fonte: elaborada pelo autor.

Figura 59 – Modelo numérico de RMR considerando fator de redução médio – base B.

Legenda: (A) Vista em planta, (B) Vista da lateral de jusante e Vista oblíqua (C) jusante e (D) montante. Fonte: elaborada pelo autor.

Figura 60 – Diagrama de cerca do modelo numérico de RMR considerando fator de redução médio – base A.

Fonte: elaborada pelo autor.

Figura 61 – Diagrama de cerca do modelo numérico de RMR considerando fator de redução médio – base B.

Fonte: elaborada pelo autor.

5.4.3 Modelo numérico – RMR considerando fator de redução máximo

O modelo numérico de RMR considerando o fator de redução máximo, a partir da base A, é apresentado na Figura 62 e na Figura 63 a partir da base B.

Nota-se que o modelo numérico da base B também apresenta o resultado suavizado, onde os valores de máximo são subestimados, mas não há a superestimativa de valores de mínimos, justamente por considerar o fator de redução máximo. O modelo numérico da base A apresenta mais contraste, mas neste caso, a observação dos padrões geológicos é dificultada.

Conforme se observa nos modelos numéricos apresentados anteriormente, os trechos inicial e final do túnel têm resultados de RMR mais baixos, devido à condição de água subterrânea ser contrastante com o restante do túnel. No modelo numérico da base A, há regiões e locais em que é possível observar os valores de RMR mais baixos por conta das descontinuidades verticais. Já no modelo numérico da base B, os valores de RMR mais baixos ocorrem com mais frequência.

Embora nesses modelos a visualização das descontinuidades sub-verticais seja evidente, a visualização da descontinuidade D foi obliterada, pois os valores finais dos blocos com descontinuidades verticais são mais reduzidos que os apresentados nos blocos que contém a descontinuidade D. Diferentemente do modelo numérico considerando o fator de redução médio, o contraste entre as regiões que apresentam descontinuidades verticais e as demais áreas é menos gradual, conforme pode ser observado nas Figuras 64 e 65.

No modelo numérico calculado a partir da base A, ainda é possível observar, de maneira sutil e localizada, a feição horizontal da descontinuidade D. Entretanto, há a preponderância das feições das descontinuidades verticais, onde é possível observar com clareza estas feições que são responsáveis pela redução dos valores de RMR.

Figura 62– Modelo numérico RMR reduzido pelo máximo – base A.

Legenda: (A) Vista em planta, (B) Vista da lateral de jusante e Vista oblíqua (C) jusante e (D) montante. Fonte: elaborada pelo autor.

Figura 63 – Modelo numérico RMR reduzido pelo máximo – base B

Legenda: (A) Vista em planta, (B) Vista da lateral de jusante e Vista oblíqua (C) jusante e (D) montante, Fonte: elaborada pelo autor.

Figura 64 – Diagrama de cerca do modelo numérico RMR reduzido pelo máximo – base A.

Fonte: elaborada pelo autor.

Figura 65 – Diagrama de cerca do modelo numérico RMR reduzido pelo máximo – base B.

Fonte: elaborada pelo autor.

5.4.4 Comparação dos modelos numéricos de RMR

Os resultados dos modelos numéricos a partir da base A mostraram-se melhores que os resultados dos modelos numéricos a partir da base B, visto que conseguiram expressar melhor as feições geológico-estruturais da região.

Os modelos numéricos de RMR sem considerar fator de redução foram mais eficientes em representar a descontinuidade D que os modelos de RMR com aplicação de algum fator de redução. Isso ocorre porque no modelo sem fator de redução as características da descontinuidade D são preponderantes em relação aos demais parâmetros. Quando fatores de redução são utilizados, as pontuações relativas às orientações das descontinuidades podem ser mais importantes que as pontuações relativas à caracterização das descontinuidades. Ou seja, os blocos interceptados por descontinuidades verticais podem apresentar valores de RMR tão inferiores quanto os valores de RMR dos blocos interceptados pela descontinuidade D.

Os modelos numéricos de RMR considerando fator de redução evidenciaram as zonas com presença de descontinuidades sub-verticais. Nos modelos numéricos de RMR com aplicação do fator de redução médio as descontinuidades sub-verticais são perceptíveis e de maneira sutil e localizada, a descontinuidade D. Nos modelos de RMR considerando a aplicação de fator de redução máximo, as descontinuidades sub-verticais são mais evidentes, entretanto a descontinuidade D não é notada.

Observa-se que as condições hidrogeológicas provocaram queda nos valores de RMR nos trechos inicial e final do túnel em todos os modelos numéricos. Isto porque para o restante do maciço as características hidrogeológicas foram caracterizadas como secas.

Para os modelos numéricos de RMR sem aplicação de fator de redução, observa-se que há ocorrência muito restrita na área do emboque, de maciços rochosos de classe III (regular). A maior ocorrência é de maciços rochosos de classe II (bom) que contempla os valores dos blocos correspondentes à descontinuidade D. Há, também, grande ocorrência de maciços rochosos de classe I (muito bom) que correspondem, de modo geral, as áreas do centro do túnel e as áreas acima e abaixo da descontinuidade D.

Para os modelos numéricos de RMR com aplicação de fator de redução médio, há ocorrência muito restrita na área do emboque, de maciços rochosos de classe IV (pobre). Nas áreas de emboque final do túnel e em algumas áreas no centro há ocorrência moderada de maciços rochosos de classe III (regular). A grande ocorrência de maciços de classe II (bom) contempla os valores dos blocos correspondentes à descontinuidade D e localizam-se na região central do túnel. Há ocorrência muito restrita, de maciços rochosos classe I (muito bom) na porção inferior à descontinuidade D, na área central do túnel.

Para os modelos numéricos de RMR com aplicação de fator de redução máximo, observa-se que há ocorrências restritas de maciços rochosos de classe IV (pobre) na área do emboque e no final do túnel. A maior ocorrência é de maciços rochosos de classe III e II, regular e bom, sendo que a classe III distribui-se nos trechos do emboque e final do túnel com muitas ocorrências no trecho central, contemplando principalmente os blocos que interceptam as descontinuidades sub-verticais e, localmente os interceptados pela descontinuidade D. A classe II distribui-se no trecho central, onde provavelmente os blocos interceptam descontinuidades sub-horizontais ou inclinadas. A ocorrência de maciços rochosos de classe I (muito bom) é extremamente restrita no centro do túnel, correspondendo aos blocos sem descontinuidades.

5.4.5 Interpretação integrada

Na área de abrangência do túnel havia sido realizada a sondagem integral I3, cujo trecho do perfil de sondagem, interceptado pelo túnel, pode ser observado na Figura 66. Caracterizando o trecho pelo boletim de sondagem, este apresentou os seguintes parâmetros e pontuações: Resistência da rocha intacta (12), RQD (20), espaçamento das fraturas (15), condição das fraturas (15), condição de água subterrânea (15), com isso o maciço apresenta a seguinte pontuação $(12+20+15+15+15) = 72$, classificado como um maciço rochoso de boa qualidade, classe II. O maciço foi caracterizado sem considerar a aplicação de fatores de redução, visto que não há informação de orientação das descontinuidades. O maciço apresentou a mesma classe de maciço que quando calculado pelas informações provenientes do túnel, evidenciando que a utilização de base de dados do túnel e de sondagens é compatível e aplicável. O trecho no túnel, perfurado pela sondagem, é apresentado na Figura 67.

Figura 66 – Trecho da sondagem Integral I3. Em amarelo, o trecho perfurado pelo túnel.

IECO - CTA COORDINADOR				PARAGUAY				ITAIPU BINACIONAL				BRASIL				SONDEO ROTATIVO							
																I-3							
COTA INICIAL 161.78 m				COTA FINAL -0.02 m				PROFUNDIDAD 161.80 m				UBICACION				PRESA LATERAL							
COORDENADAS N 7.187.838,85				E 742.179,05				INCLINACION 0°				DIRECCION -				DERECHA							
INICIADO 11.04.76				TERMINADO 03.07.76				EJECUTADO POR SONDOTECNICA															
AGUA EN EL SONDEO		RECUPERACION %		R Q D %		COTAS ABSOLUTAS (m)		MANIOBRAS Y PROFUNDIDAD (m)		PERFIL GEOLOGICO		DESCRIPCION LITOLÓGICA		ALTERACION (A)		DUREZA (D)		INSTRUMENTACION		PRUEBA DE PERDIDA DE AGUA Ø TUBO 1 1/4"		ABSORCIONES	
NAPA FREATICA	PERCENTAJE DE AGUA DE COLECCION																						
seco	100	100	128.44	33.34																			
26.28	100	97																					
5.33		100	85																				
		100	85																				
5.05		100	85																				
		100	90																				
5.31			119.48	42.30																			
			119.08	42.70																			
5.53		90	70																				
43.30			117.28	44.50																			
OBSERVACIONES																							
Prueba del caudal de la bomba																							
presión kg/cm² 0 5 10																							
caudal l/min 87 85 82																							
Método de perforación:																							
Convencional: 0.00 a 20.00 m; 53.96 a 74.78 m y 109.94 a 161.80 m.																							
Integral: 20.00 a 53.96 m y 74.78 a 109.94 m.																							
Cementación: de 24.50 a 28.07 m de 34.70 a 44.31 m																							
Sondeo obturado con mezcla de cemento 1:2.																							
Trecho no ensayado																							
Tramo fragmentado algo oxidado.																							
LEYENDA																							
L - CONTACTO ROCA - ROCA LISO																							
R - CONTACTO ROCA - ROCA RUGOSO																							
I - CONTACTO ROCA - ROCA IRREGULAR																							
E - CONTACTO ROCA - ROCA ESTRIADO																							
A - FRACTURA ABIERTA																							
Ox - FRACTURA OXIDADA																							
Aq - FRACTURA CON ARCILLA																							
M - FRACTURA O FALLA MINERALIZADA																							
J - DISCONTINUIDAD PRINCIPAL																							
S - SALTO DE LA HERRAMIENTA																							
CLASIFICADO FA-FRM FECHA 11.10.76 EXAMINADO [firma] FECHA 15.10.76																							
GRADO DE ALTERACION DE LA ROCA						GRADO DE DUREZA DE LA ROCA						GRADO DE FRACTURACION DE LA ROCA											
A-1 ROCA SANA						D-1 MUY DURA (SONIDO METALICO, QUEBRA CON DIFICULTAD CON EL MARTILLO)						F-1 < 1 FRACT/M POCO FRACTURADA											
A-2 ROCA POCO ALTERADA (APRECIBLE OXIDACION DE LAS JUNTAS)						D-2 DURA (SONIDO MUERTO, QUEBRA CON FACILIDAD CON EL MARTILLO)						F-2 1-3 FRACT/M FRACTURADA											
A-3 ROCA MEDIANAMENTE ALTERADA (MATRIZ POCO ALTERADA)						D-3 MEDIANAMENTE DURA (LOS BORDES SE QUEBRAN DIFICILMENTE CON LOS DEDOS)						F-3 4-10 FRACT/M MUY FRACTURADA											
A-4 ROCA MUY ALTERADA (MATRIZ PROFUNDAMENTE ALTERADA)						D-4 POCO DURA (SE DESHACE CON EL MARTILLO)						F-4 11-20 FRACT/M EXTREMAMENTE FRACTURADA											
A-5 ROCA TOTALMENTE ALTERADA (SOLO CON VESTIGIOS DE LA ESTRUCTURA ORIGINAL)						D-5 FRIABLE (SE DESHACE ENTRE LOS DEDOS)						F-5 > 20 FRACT/M FRACTURADA											
SONDEO ROTATIVO																							
I-3																							

Fonte: modificada de ITAIPU BINACIONAL, 1976

Figura 67 – Trecho do túnel, interceptado pela sondagem Integral I3. Entre as progressivas 39J e 40J do mapeamento do túnel

Fonte: modificada de ITAIPU BINACIONAL, 1976.

Foram compiladas as informações referentes aos dados da base A, tais como os valores medidos de RMR (sem aplicação de fator de redução e considerando fatores de redução médio e máximo) e RQD, junto com o mapeamento geológico do túnel, onde foram identificados dois trechos, um com características ruins e outro com características boas, os quais puderam ser comparados com registro fotográfico. Na Figura 68, é apresentada a compilação para a parede de jusante e, na Figura 69, é apresentada a compilação para a parede de montante.

Observa-se que os valores medidos de RQD são condizentes com o mapeamento do túnel, pois onde há maior frequência de fraturamento o RQD é menor. Percebe-se que o RQD em sua grande maioria tem valores acima de 90%, o que caracteriza a qualidade da rocha como excelente. Os trechos com fraturamento mais intenso apresentam RQD da ordem de 60%, caracterizando-os como, no mínimo, regular. Observa-se que a descontinuidade D não é evidenciada na classificação exclusivamente pelo parâmetro RQD, exceto na região do emboque.

Para os valores de RMR sem considerar fator de redução, observa-se que as regiões caracterizadas por RQD como de menor qualidade também são evidenciadas nesta classificação. Entretanto, as regiões caracterizadas como de qualidade de rocha excelente pelo RQD, apresentam regiões com RMR de menor qualidade. Observa-se que utilizando da classificação por RMR sem aplicação de fator de redução, a descontinuidade D foi quase que totalmente ressaltada. Ao utilizar a classificação RMR em detrimento do RQD, obtêm-se resultados mais representativos da qualidade do maciço rochoso, visto que a classificação é mais sensível à variação das características geológico-estruturais, pois considera a caracterização das condições das descontinuidades, e não apenas o arranjo espacial das famílias de fraturas.

Ao utilizar a classificação de RMR aplicando um fator de redução máximo, as descontinuidades verticais são evidenciadas, sendo por um lado bastante positivo, visto que nem todas estas descontinuidades são destacadas na classificação de RMR sem aplicação do fator de redução. Mas, por outro lado, pode ser bastante negativo, considerando-se que a descontinuidade D, sabidamente, apresenta grande influência à barragem.

Ao utilizar a classificação de RMR considerando um fator de redução médio, o que se observa é a leve suavização na transição de valores mais baixos (por conta

das descontinuidades verticais) para valores mais altos. Ao utilizar RMR com fator de redução médio, observa-se que a descontinuidade D ainda é perceptível, mas não tão evidente quanto as descontinuidades verticais.

Figura 68 – Compilação das informações das classificações de RMR, RQD e mapeamento geológico do túnel GR4. Parede de Jusante.

Fonte: elaborada pelo autor.

Figura 69 – Compilação das informações das classificações de, RQD e mapeamento geológico do túnel GR4. Parede de montante.

Fonte: elaborada pelo autor.

A Figura 70 corresponde ao trecho do emboque entre as progressivas 2J e 3J, na parede de jusante, caracterizado como maciço de classe III (regular), no qual é observada a descontinuidade D em um segmento mais fraturado, apresentando sinais de paredes molhadas (gotejamento). A Figura 71 corresponde ao trecho entre as progressivas 14J e 15J, na parede de jusante, caracterizado como maciço de classe I (muito bom) no qual se observa a descontinuidade D, em trecho muito pouco fraturado, com sinais de parede seca a umedecida.

Figura 70 – Trecho do emboque da parede de jusante, caracterizado como maciço rochoso classe III.

Fonte: modificada de ITAIPU BINACIONAL, 1976.

Figura 71 – Trecho entre 14J e 15J da parede de jusante, caracterizado como maciço rochoso classe I.

Fonte: modificada de ITAIPU BINACIONAL, 1976.

A Figura 72 corresponde ao trecho final do túnel, na parede de montante, caracterizado como maciço de classe III (regular), no qual é observada a descontinuidade D, em um segmento bastante fraturado, com RQD entre 60% e 80%, com sinais de paredes molhadas (gotejamento). A Figura 73 corresponde ao trecho entre as progressivas 31M e 32M, na parede de montante, caracterizado como maciço de classe I/II (muito bom a bom) onde se observa a descontinuidade D, em trecho muito pouco fraturado, com fratura sub-vertical com sinais de umedecimento.

Figura 72 – Trecho final do túnel, na parede de montante, caracterizado como maciço rochoso classe III.

Fonte: modificada de ITAIPU BINACIONAL, 1976.

Figura 73 – Trecho entre 31M e 32M da parede de montante, caracterizado como maciço rochoso classe I/II .

Fonte: modificada de ITAIPU BINACIONAL, 1976.

6 CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES

Os resultados obtidos foram satisfatórios, tanto do ponto de vista geoestatístico quanto do ponto de vista geotécnico. Os modelos numéricos adicionaram um aspecto quantitativo e não interpretativo para as estimativas em regiões não amostradas. Demonstrando a utilidade e importância da utilização da geoestatística nos estudos geotécnicos para projetos de fundação de barragens.

O estudo baseado nas duas bases de dados, com tamanhos de blocos unitários distintos foi bastante útil para verificar as variações das análises estatísticas e geoestatísticas e, conseqüentemente, nos resultados das estimativas por krigagem ordinária. Onde se nota que os dados da base B apresentaram estatísticas com menor dispersão (menor variância) e resultados geoestatísticos melhores, pois os valores de efeito pepita e efeito pepita relativo foram menores que nos dados da base A. Entretanto, os resultados das estimativas por krigagem ordinária conseguiram representar melhor as variações das características geológicas nos modelos numéricos da base A, apresentando maior contraste e permitindo que as feições fossem observadas de maneira mais clara. Nos modelos numéricos da base B os resultados são mais suavizados que na base A.

Não foi possível realizar estimativas por krigagem ordinária nos dados de RQD, visto que este apresentou efeito pepita puro. Entretanto, a classificação de maciço rochoso por RMR apresenta resultados bastante superiores que as classificações de maciço rochoso apenas pelo parâmetro RQD, pois na comparação dos dados amostrados do túnel GR4, existem diversas áreas caracterizadas com valores de RQD elevados (entre 90% e 100%), mas que apresentavam variações consideráveis em relação à qualidade do maciço rochoso quando utilizada a classificação por RMR. Como exemplo, a classificação por RMR ressaltou a descontinuidade D, a qual havia sido mascarada na classificação por RQD, notadamente devido à não utilização, no RQD, de parâmetros atrelados às características das descontinuidades. Observou-se, também, que os trechos classificados como de menor qualidade na classificação de RQD também foram identificados na classificação de RMR.

A utilização de três valores de RMR, sem considerar aplicação de fator de redução, considerando a aplicação de um fator de redução médio e de um fator de

redução máximo, foi bastante útil, visto que a utilização de RMR sem considerar fator de redução foi eficiente para detectar e ressaltar a presença da descontinuidade D nas estimativas. Já a utilização de RMR com fator de redução máximo foi bastante eficiente em ressaltar as ocorrências de descontinuidade sub-verticais. Por outro lado, ao utilizar fator de redução máximo, a descontinuidade D deixou de ser notada. A utilização de RMR considerando fator de redução médio apresenta sutil diferença em relação à utilização de fator de redução máximo, pois permitiu a observação de descontinuidades verticais sem mascarar totalmente a feição da descontinuidade D.

De maneira geral, as regiões no emboque e no final do túnel, bem como nos blocos interceptados pela descontinuidade D, apresentam valores RMR mais baixos e, por conseguinte, apresentam as zonas de piores classes de maciços rochosos. No emboque e fim do túnel devido às características hidrogeológicas, e na descontinuidade D por conta das características das paredes das descontinuidades (Ex: aberta, preenchimento argiloso). Recomenda-se que estas zonas recebam especial atenção, a fim de monitorar e, se necessário, instrumentar, visto que ao apresentar reduzidos valores de RMR também apresentam módulo de deformabilidade *in situ* mais baixos e, portanto, podem apresentar recalques maiores.

Recomenda-se que a utilização dos fatores de redução sejam aplicados à posteriore, ou seja, após a realização das análises geoestatística, e não a priori, como foi realizado no estudo. Desta forma, é possível notar e ressaltar as características das descontinuidades, principalmente de baixo mergulho, e após a utilização de fator de redução ressaltar as descontinuidades verticais e sub-verticais. Evitando desta forma, também, resultados de RMR demasiadamente reduzidos, indicando erroneamente que a rocha apresenta baixos módulos de deformabilidade *in situ*.

Conforme foi visto, a construção das bases de dados a partir da discretização das informações do mapeamento geológico estrutural do túnel foi eficiente, e a metodologia aplicada pode também ser utilizada em informações de sondagens e demais investigações.

7 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

AGUILERA, C.E.T. **Aplicação de métodos de análise de estabilidade de taludes de grande altura em mineração**. 2009. 157f. Dissertação (Mestrado) - Pontifícia Universidade Católica do Rio de Janeiro, Programa de Pós-Graduação em Engenharia Civil, Rio de Janeiro, 2009.

AKSOY, C.O. Review of rock mass rating classification: Historical developments, applications and restrictions. **Journal of Mining Science**, vol. 44-1, p. 51-63, 2008

ANDRIOTTI, J. L. S. **Fundamentos de Estatística e Geoestatística**. Porto Alegre: Unisinos, 2003. 165 p.

ARMSTRONG M. **Basic linear geostatistics**. Springer, 1998. 156 pp.

BARBI, A.L. Comportamento do maciço rochoso em fundação de escavação do canal de desvio do rio Paraná – Usina de Itaipu. In: CONGRESSO BRASILEIRO DE GEOLOGIA DE ENGENHARIA, 3., Itapema, Santa Catarina. **Anais** – São Paulo ABGE, 1981, v.2. p. 463-485

BEZERRA, J.E. **Aplicação de técnicas geoestatística no processo de otimização de projetos de fundações profundas estakeadas**. 2014. 246 f. Tese (Doutorado) – Universidade de Brasília, Departamento de Engenharia Civil e Ambiental, Brasília, 2014.

BIENIAWSKI Z. T. **Engineering rock mass classification – A complete manual for engineers and geologists in mining, civil and petroleum engineering**. Nova York, Wiley Interscience, 1989. 251p.

BIENIAWSKI Z.T. e ORR C.M. Rapid site appraisal for dam foundation by geomechanics classification. In: Congress on large dams, 12., Cidade do México, ICOLD, 1976, p. 483-501.

CHRISTOFOLLETTI, C. **Correlação entre as classificações geomecânicas RMR e Q e sua relevância geológica**. 2014. 56 f. Dissertação (Mestrado) – Universidade de São Paulo, Instituto de Geociências, São Paulo, 2014.

CLERICI, A.; GRIFFINI, L.; POZZI, R. Procedure for the execution of detailed geomechanical structural surveys on rock masses with a rigid behavior. In: **Proceeding of the International Conference on Mechanics of Jointed and Faulted Rock**, Rotterdam, A.A. Balkema Publishers, 1990, 87 – 94p.

COSTA, J. **Estratigrafia e geoquímica da sequência de lavas da Província Magmática do Paraná na região da Usina de Itaipu**. Tese de doutorado. 164p, 2015.

DAMASCENO, C.S.R. **Modelagem geológica e geomecânica 3D e análises de estabilidade 2D dos taludes da mina de Morro da Mina, Conselheiro Lafaiete, MG, Brasil**. 2008. 156 f. Dissertação (Mestrado) – Pontifícia Universidade Católica do Rio de Janeiro, Programa de Pós-Graduação em Engenharia Civil, Rio de Janeiro, 2008.

DEERE, D. U. (1968) Geologic Considerations. Chapter 1 of Rock Mechanics in Engineering Practice, New York, 1-20p.

DEERE, D. U. (1968) Geologic Considerations. In.: AUTOR, **Rock Mechanics in Engineering Practice**, New York: Editora, 1968. p. 1-20.

DEERE, D.U. e DEERE, D.W. (1988) The rock quality designation (RQD) index in practice. In: **Rock classification system for engineering purposes**, ASTM. Philadelphia, 1988.p. 91-101.

DEERE, D.U.; HENDRON, A.J.; PATTON, F.D.; CORDING, E.J. (1967) Design of surface near surface construction in rock. In: **Failure and breakage of rock, Society of Mining Engineers of AIME**, New York, 1967. p. 237-302.

FERNANDES, J.A.B. **Krigagem com deriva externa aplicada à avaliação de recursos minerais de calcário e de minério laterítico**. 2009. 66 p. Dissertação (Mestrado) – Universidade de São Paulo, Instituto de Geociências, Programa de Pós-Graduação em Recursos Minerais e Hidrogeologia, São Paulo, 2009.

FOLLE, D. **O estudo geoestatístico de sondagens SPT para geração de mapas auxiliares em obras de engenharia**. 2002. 199 f. Dissertação (Mestrado) – Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Escola de Engenharia, Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais, Porto Alegre, 2002.

FONTELES, H.R.N. **Caracterização geotécnica do subsolo da porção nordeste do Município de Fortaleza (CE) com base em Geoestatística**. 2003, 135p. Dissertação (Mestrado) – Universidade de São Paulo, Escola de Engenharia de São Carlos, São Carlos, 2003.

GUERRA, P. A. L. G. **Geoestatística operacional**. Brasília: Ministério de Minas e Energia, Departamento Nacional da Produção Mineral, 1988. 145p

GOODMAN, R.E. **Engineering geology: Rock in engineering construction**. John Wiley, New York, 1993. 412p.

GOOVAERTS, P. **Geostatistics for national resources evaluation**. New York: Oxford University Press, 1997. 369-404p.

GUIDICINI, G.; SANTOS OLIVEIRA, A.M.; PIRES DE CAMARGO, F.; KAJI, N. (1972). Um método de classificação geotécnica preliminar de meios rochosos. In: SEMANA PAULISTA DE GEOLOGIA APLICADA, 4., 1972, **Anais**, São Paulo, 1972. p. 275-282.

HOEK, E. **Practical rock engineering**. Edition, 2000. 328p. Disponível em: <http://www.rocsience.com/roc/Hoek/Hoek.htm>, Acessado em 11/03/2016.

HUDSON, J.A. e HARRISON J.P. **Engineering rock mechanics: an introduction to the principles**. London, UK: Elsevier Science Inc., 1997. 193 -207p

HUIJBREGTS, C.J. Regionalized Variables and Quantitative Analysis of Spatial Data. In: DAVIS, J.C. e MC CULLAGH, M. J. **Display and Analysis Spatial Data**. New York, 1975. 38 – 53p.

INSTITUTO DE PESQUISAS TECNOLÓGICAS – IPT (1984) **Estudos geológico-geotécnicos para caracterização e classificação e maciços rochosos para projetos de engenharia (túneis, lavra a céu aberto e barragens)**. São Paulo, IPT- Relatório 19569.

INTERNATIONAL ASSOCIATION OF ENGINEERING GEOLOGY - IAEG (1981), Rock and soil description and classification for engineering geological mapping report by the IAEG commission on engineering geological mapping, n° 24, 235-274p.

INTERNATIONAL SOCIETY FOR ROCK MECHANICS – ISRM (1978), Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock mechanics. International Journal of Rock Mechanics Science and Geomechanics, v.15, 319-368p.

INTERNATIONAL SOCIETY FOR ROCK MECHANICS - ISRM (1981) Rock characterization, testing and monitoring – ISRM suggested methods, Pergamon, London, 211p.

ITAIPU BINACIONAL. International Engineering Company (IECO); Enerconsult Engenharia Ltda (ELC). 2047.50.1501.P-R0A. **Mapeamento geológico do túnel GR4 (Margem Direita)**. 1976. Relatório Técnico. 8p.

ITAIPU BINACIONAL. International Engineering Company (IECO); Enerconsult Engenharia Ltda (ELC). **Geologia da área das obras de estruturas de desvio - escavação – levantamento da descontinuidade D**. 1977. Relatório Técnico. 12p.

ITAIPU BINACIONAL. International Engineering Company (IECO); Enerconsult Engenharia Ltda (ELC). 2082.20.0002.P-R1. **Especificações para o mapeamento geológico de taludes de escavações, paredes de poços e galerias**. 1981. Relatório Técnico. 11p.

ITAIPU BINACIONAL. International Engineering Company (IECO) Enerconsult Engenharia Ltda (ELC). **Relatório final de projeto**. 1997 Relatório técnico. 58p.

ITAIPU BINACIONAL. **Itaipu: Usina Hidrelétrica – projeto: aspectos de engenharia**. Foz do Iguaçu, diretoria técnica, 2009. Capítulos 3 e 4.

JOURNEL A.G.; HUIJBREGTS C.J. **Mining geoestatistics**. London: Academic Press, 1978. 600 p.

LANDIM P.M.B. **Análise estatística dos dados geológicos**. UNESP, 2003. 253 p

LIMA A.A., SCHUSTER H.D.M. Descrição geotécnica de testemunhos de sondagem usando o sistema RMR de classificação geomecânica. **Revista Ambiente Mineral**, v. 2, n. 1, p. 1-9, 2011

LORENCI, G.V.S. **Formulação micromecânica do comportamento poroelástico de um meio rochoso fraturado**. 2013. 135 f. Dissertação (Mestrado) Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Escola de Engenharia, Programa de Pós-Graduação em Engenharia Civil. Porto Alegre, 2013.

LOPES, M. C. **Comportamento geotécnico e mecanismos de ruptura em rochas brandas Mina Córrego do Sítio**. 2006. 94 f. Dissertação (Mestrado) – Universidade Federal de Ouro Preto, Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral, Ouro Preto, 2006.

MACHADO, F.B. **Geologia e aspectos petrológicos das rochas intrusivas e efusivas mesozoica de parte da borda leste da Bacia do Paraná no estado de São Paulo**. 2005. 194 f. Dissertação (Mestrado) – Universidade Estadual Paulista, Instituto de Geociências e Ciências Exatas, Rio Claro, 2005.

MATHERON, G. **Principles of geostatistics, Economic Geology**, 58, 1963. p.1246–1266.

MELFI, A. J. ; PICCIRILLO, E. M. ; NARDY, A. J. R. Geological and magmatic aspects of the Parana Basin: an introduction. In: PICCIRILLO E. M. & MELFI, A. J. (Eds.). **The Mesozoic Flood Volcanism of the Parana Basin: petrogenetic and geophysical aspects**. São Paulo: USP, 1988. p. 1-14.

NOGOSEKE E. **Compartimentação de maciços rochosos para projetos básicos de PCH's usando o sistema RMR, aplicação no projeto básico da PCH Morro Grande – RS**. 2009. 111 f. Dissertação (Mestrado) – Universidade de São Paulo, Escola de Engenharia de São Carlos, São Carlos, 2009.

NONATO, C.A. **Contribuição à caracterização geológico-geomecânica no Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais**. 2002. 186 f. Tese (Doutorado) Universidade Federal de Minas Gerais, Escola de Engenharia, Belo Horizonte, 2002.

OLEA, R.A. **Systematic Sampling of Spatial Functions: Kansas Geol. Survey**. Series on Spatial Analysis. 1984. n. 7, 57p.

OLIVEIRA, P.C. **Caracterização geológico-geotécnica de diferentes litotipos basálticos: basalto denso, basalto vesiculo-amigdaloidal e brecha basáltica**. 2012. 159 f. Dissertação (Mestrado) – Universidade de São Paulo, Escola de Engenharia de São Carlos, São Carlos, 2012.

PALMSTROM, A. The volumetric joint count – a useful and simple measure of the degree of jointing, IV INTERNATIONAL CONGRESS IAEG, New Delhi, 1982. p. 221-228.

PATIAS, J. **Zoneamento geotécnico com base em krigagem ordinária e equações multiquádricas: Barragem de Itaipu.** 2010. 322 f. Tese (Doutorado) - Universidade de São Paulo, Escola de Engenharia de São Carlos, São Carlos, 2010.

PINOTTI, A.M. e CARNEIRO, C.D.R. Geologia estrutural na previsão e contenção de queda de blocos em encostas: aplicação no Granito de Santos, SP. **Terrae didática**, 9-2, Campinas, p. 132-168, 2013.

REDONDO, F. **Classificação probabilística do padrão geomecânico de um maciço rochoso mineralizado com base no índice RQD.** 2003. 80 f. Dissertação (Mestrado) – Universidade Estadual Paulista, Instituto de Geociências e Ciências Exatas, Rio Claro, 2003.

SERRA JUNIOR, E e OJIMA, L.M. (1998) Classificação de maciços rochosos. In: OLIVEIRA, A.M.S e BRITO, S.N.A. **Geologia de engenharia.** São Paulo, ABGE, 211-226p.

SILVA, C.H.C. (2010) **Comportamento geotécnico dos filitos do talude oeste da mina de Pau Branco.**, 2010. 103 f. Dissertação (Mestrado) - Universidade Federal de Ouro Preto, Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral, Ouro Preto, 2010.

SOARES, A. **Geoestatística para as ciências da terra e do ambiente.** Lisboa: IST Press, 2ª Edição, 2006, 214 p.

SOARES, W. C. **Banco de dados geológico-geotécnicos com base em sondagens à percussão e uso de SIG: análise espacial da profundidade do lençol freático e do Nstp para obras de fundação em João Pessoa – PB.** 2011. 215 f. Tese (Doutorado) - Universidade de São Paulo, Escola de Engenharia de São Carlos, São Carlos, 2011.

STURARO, J. R. Apostila de geoestatística básica. Departamento de Geologia Aplicada. IGCE, UNESP, 2015, 32p.

STURARO, J.R. e LANDIM, P.M.B. Mapeamento Geoestatístico de Ensaio de Penetração Padronizada (SPT). **Solos e Rochas**, v 19, n.1, p 3- 14, 1996.

YAMAMOTO J. K. **Avaliação e classificação de reservas minerais**. Edusp, 2001. 226 p.

YAMAMOTO, J. K.; LANDIM, P. M. B. **Geoestatística conceitos e aplicações**. São Paulo: Oficina de Textos, 2013. 2016p.