UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO
INSTITUTO DE GEOCIÊNCIAS

**ESTUDOS GEOESTATÍSTICOS APLICADOS A UM DEPÓSITO
MAGMÁTICO DE NI-CU**

Saulo Batista de Oliveira

Orientador: Prof. Dr. Marcelo Monteiro da Rocha

DISSERTAÇÃO DE MESTRADO

Programa de Pós-Graduação em Recursos Minerais e Hidrogeologia

São Paulo

2008

FOLHA DE APROVAÇÃO

ESTUDOS GEOESTATÍSTICOS APLICADOS A UM DEPÓSITO MAGMÁTICO DE Ni-Cu

Saulo Batista de Oliveira

Dissertação apresentada ao Instituto de Geociências
da Universidade de São Paulo para obtenção do título
de Mestre.

Área de Concentração: Recursos Minerais e Meio
Ambiente

COMISSÃO JULGADORA

Nome	Assinatura
Presidente: Prof. Dr. Marcelo Monteiro da Rocha	_____
Examinadores: Prof. Dr. Paulo Milton Barbosa Landim	_____
Prof. Dr. Saul Barisnik Suslick	_____

São Paulo

2008

AGRADECIMENTOS

Ao Prof. Dr. Marcelo Rocha pela orientação na elaboração deste trabalho, pelas inúmeras e valiosas discussões geoestatísticas e a constante disposição e atenção em ajudar em todas as etapas deste pesquisa.

Ao Prof. Dr. Jorge Kazuo, a quem eu admiro o profissionalismo e agradeço pela colaboração e orientação na etapas iniciais deste trabalho.

À empresa Votorantim Metais, representada pelo Dir. Jones Belther e Ger. Thomas Brenner, não só por permitir o desenvolvimento deste trabalho concomitantemente às minhas atividades profissionais, mas também pelo incentivo à sua realização.

Aos amigos e também colegas de profissão Geól. Paulo Ravacci, Geól. Jonas Mota e Geól. Gustavo Diniz pelo apoio, discussões geológicas e oportunidades de aprendizado proporcionadas.

Aos colegas Geól. Jorge Fernandes, Geól. Laércio Bertossi e Geól. José A. Lopes pelo conhecimento em métodos computacionais compartilhados e também pelo companheirismo e troca de idéias.

Ao Programa de Pós-Graduação em Recursos Minerais e Hidrogeologia por propiciarem condições para o desenvolvimento das atividades de pesquisa. Também agradeço aos professores, colegas e funcionários do Instituto de Geociências da USP, cito os camaradas Rafael Vivih e Mauricio Pavão, que também contribuíram para a realização desta dissertação.

E sempre à minha família pelo constante incentivo, carinho e apoio.

“All models are wrong. Some are useful.”

George Box, professor de Estatística da Universidade de Wisconsin, EUA

RESUMO

OLIVEIRA, S.B. de. Estudos geoestatísticos aplicados a um depósito magmático de Ni-Cu. 2009. 93 f. Dissertação (Mestrado) – Instituto de Geociências, Universidade de São Paulo, São Paulo.

O depósito estudado é composto por uma suíte de rochas máfico-ultramáficas com mineralizações sulfetadas cupro-niquelíferas associadas, apresentando um extenso banco de dados com informações tanto de análises químicas e de densidade, quanto de descrição litológica para as amostras de sondagem diamantada. Este trabalho apresenta a aplicação de diferentes técnicas geoestatísticas com dois propósitos distintos. Primeiramente, o cálculo dos recursos minerais do depósito através de krigagem ordinária, e segundo a apresentação de um modelo geológico gerado a partir de estimativa de litologias através de krigagem indicadora. Para tanto foi realizado uma criteriosa validação da base de dados através da análise das estatísticas descritivas e análise por regressão múltipla das variáveis contínuas e análise de agrupamento para as variáveis categóricas. Seguiram-se então as etapas de modelagem tridimensional das três unidades geológicas e dos corpos de minério e, posteriormente, as estimativas de teores de níquel e cobre por krigagem ordinária e estimativa de litologias por krigagem indicadora. Assim foi possível, além de se gerar um modelo geológico probabilístico útil no entendimento das relações geométricas e estratigráficas dos corpos rochosos, comparar as interpretações geológicas e os teores químicos com os dados categóricos estimados, apresentando a krigagem de indicadores como uma interessante alternativa em estudos de avaliação de depósitos.

Palavras-chave: Geoestatística Aplicada, Depósitos Magmáticos, Krigagem Indicadora

ABSTRACT

OLIVEIRA, S.B. de. Estudos geoestatísticos aplicados a um depósito magmático de Ni-Cu. 2009. 93 f. Dissertação (Mestrado) – Instituto de Geociências, Universidade de São Paulo, São Paulo.

The studied deposit is composed of a mafic-ultramafic suite with cupro-nickeliferous sulphide mineralization associates and has an extensive data base with information such as chemical analyses and density, and such as lithologic description on the borehole samples. This work presents the application of different geostatistics techniques with two distinct aims. First, the calculation of the mineral resources of the deposit through ordinary kriging, and second the generation of a geological model from estimated of lithologies through indicator kriging. In order to reach this aim, validation of the database through the analysis of the descriptive statisticians and analysis of multiple regression was done for the continuous variable, and cluster analysis for the categorical variable. The procedure for three-dimensional modeling was carried out for the three geologic units and the ore bodies, just then the estimates of nickel and copper grades were calculated through ordinary kriging and lithologies through indicator kriging. In this way it was possible to generate probabilistic geological model useful to understanding rock body geometry and stratigraphy and to compare geological classic interpretation and chemical grades with categorical estimates, which leads to conclude the use of indicator kriging as an interesting alternative to mineral deposits evaluation.

Keywords: Applied Geostatistics, Magmatic Deposits, Indicator Kriging

LISTA DE FIGURAS

Figura 1.1 – Seqüência de desenvolvimento da dissertação	15
Figura 2.1 – Interpretação geológica da seção 2600E do depósito de Bruvann, Noruega, coordenadas locais (m), adaptado de Boyd & Mathiesen (1979).....	24
Figura 3.1 – Modelo geológico-estrutural com destaque para os corpos mineralizados C1, C2 e C3.....	28
Figura 3.2 – Mapa geológico com localização dos furos de sondagem e projeção horizontal dos corpos de minério	30
Figura 3.3 – Histogramas de MgO (%) para os litotipos diabásio (DB), quartzo diorito (QD), diorito (DR) e gabro (GB).....	31
Figura 3.4 – Histogramas de MgO (%) para os litotipos gabronorito (GT), piroxenito (PX), peridotito (PD) e dunito (DU)	32
Figura 3.5 – Gráfico de correlação Ni (%) por MgO (%) para os litotipos do depósito	32
Figura 3.6 – Análise heirárquica de agrupamento para os litotipos do depósito	34
Figura 4.1 – Histogramas de distribuição dos valores de comprimento das amostras antes e depois da regularização.....	36
Figura 4.2 – Distribuição de frequência de teores de Ni para o corpo de minério C1: histograma (A) e curva acumulativa (B)	40
Figura 4.3 – Distribuição de frequência de teores de Cu para o corpo de minério C1: histograma (A) e curva acumulativa (B).	41
Figura 4.4 – Distribuição de frequência de teores de Ni para os corpos de minério C2 e C3: histograma (A) e curva acumulativa (B)	42
Figura 4.5 – Distribuição de frequência de teores de Cu para os corpos de minério C2 e C3: histograma (A) e curva acumulativa (B)	42
Figura 4.6 – Diagrama de dispersão do Ni (%) em relação ao Cu (%) para o corpo de minério C1	44
Figura 4.7 – Diagrama de dispersão do Ni (%) em relação ao Cu (%) para os corpos de minério C2 e C3.....	44
Figura 4.8 – Modelo geológico tridimensional para as unidades intermediária (UI), ultramáfica (UU) e máfica (UM)	48
Figura 4.9 – Modelo tridimensional para os corpos de minério contíguos C1, C2 e C3.....	50
Figura 5.1 – Variograma típico e suas propriedades (Yamamoto, 2001)	54
Figura 5.2 – Gráfico de máximos e mínimos ilustrando dispersão entre pares de amostras originais e replicatas para a variável Ni, linha de alerta em vermelho.....	55

Figura 5.3 – Gráfico de máximos e mínimos ilustrando dispersão entre pares de amostras originais e replicatas para a variável Cu, linha de alerta em vermelho	55
Figura 5.4 – Variogramas experimentais e modelos ajustados para variável Ni no corpo de minério C1	60
Figura 5.5 – Variogramas experimentais e modelos ajustados para variável Cu no corpo de minério C1	61
Figura 5.6 – Variogramas experimentais e modelos ajustados para variável Ni no corpos de minério C2/C3.....	61
Figura 5.7 – Variogramas experimentais e modelos ajustados para variável Cu no corpos de minério C2/C3.....	62
Figura 5.8 – Recursos estimados dos principais depósitos sulfetados de Ni classe mundial (adaptado de Naldrett, 2004).....	70
Figura 6.1 – Variogramas experimentais e modelos ajustados para variável DS	74
Figura 6.2 – Variogramas experimentais e modelos ajustados para variável MS	74
Figura 6.3 – Variogramas experimentais e modelos ajustados para variável UI.....	75
Figura 6.4 – Variogramas experimentais e modelos ajustados para variável UM	75
Figura 6.5 – Variogramas experimentais e modelos ajustados para variável UU	76
Figura 6.6 – Codificação por indicação dos dados amostrais para o valor de corte . Adaptado de Felgueiras (1999)	78
Figura 6.7 – Seção geológica N-S transversal ao depósito com os corpos de minério C2 e C1	82
Figura 6.8 – Seção N-S transversal ao depósito com resultado da estimativa de litologias considerando os variogramas respectivos a cada litologia	83
Figura 6.9 – Seção N-S transversal ao depósito com resultado da estimativa de litologias considerando o variograma da variável DS para todas as litologias	83
Figura 6.10 – Modelo tridimensional de blocos dos corpos mineralizados C1, C2 e C3. Em vermelho blocos indicados como minério (unidades DS ou MS) em cinza blocos indicados como estéril (unidades UU ou UI).....	85
Figura 6.11 – Gráfico de correlação entre os teores de Ni + Cu (%) somados e estimativa visual de sulfetos para todo depósito	86

LISTA DE TABELAS

Tabela 2.1 – Exemplos de depósitos classe mundial classificados segundo Thayer (1971)	19
Tabela 2.2 – Recursos estimados (incluindo os já lavrados) e concentrações médias de Ni-Cu dos principais depósitos sulfetados classe mundial (adaptado de Naldrett, 2004)	21
Tabela 3.1 – Litologias presentes no depósito e suas respectivas unidades geológicas	27
Tabela 3.2 – Resumo das características de cada um dos corpos mineralizados	28
Tabela 3.3 – Média de teores dos litotipos do depósito	33
Tabela 4.1 – Estatísticas descritivas para as amostras de variáveis contínuas antes e após a regularização	37
Tabela 4.2 – Estatísticas descritivas para as variáveis Ni e Cu, corpo de minério C1	40
Tabela 4.3 – Estatísticas descritivas para as variáveis Ni e Cu, corpos de minério C2/C3	41
Tabela 4.4 – Estatísticas descritivas da variável densidade (g/cm ³) nos corpos de minério C1 e C2/C3	43
Tabela 4.5 – Parâmetros de regressão múltipla para as variáveis independentes Ni e Cu e para variável dependente densidade, nos corpos de minério C1 e C2/C3	46
Tabela 4.6 – Parâmetros do teste T de Student para as variáveis Ni e Cu, nos corpos de minério C1 e C2/C3 e valores <i>t</i> de referência (adaptado de Dawson, 1997)	47
Tabela 4.7 – Equações de regressão para a variável densidade nos corpos de minério C1 e C2/C3	47
Tabela 4.8 – Volume dos sólidos tridimensionais	51
Tabela 5.1 – Valores de variância espacial para amostras replicatas segundo os corpos de minério	56
Tabela 5.2 – Parâmetros utilizados no cálculo dos variogramas experimentais para as variáveis Ni e Cu, segundo os corpos de minério	58
Tabela 5.3 – Parâmetros do ajuste de modelos teóricos para as variáveis Ni e Cu, segundo os corpos de minério	60
Tabela 5.4 – Raios de busca adotados para a estimativa	64
Tabela 5.5 – Parâmetros estatísticos obtidos da validação cruzada para os modelos variográficos das variáveis Ni e Cu, segundo os corpos de minério	65
Tabela 5.6 – Número de blocos estimados para as variáveis Ni e Cu, segundo os corpos de minério	67
Tabela 5.7 – Recursos minerais dos corpos de minério C1 e C2/C3, estimados por KO	69

Tabela 6.1 – Parâmetros utilizados no cálculo dos variogramas experimentais para as variáveis DS, MS, UI, UM e UU	72
Tabela 6.2 – Parâmetros obtidos através do ajuste de modelos teóricos para as variáveis DS, MS, UI, UM e UU	73
Tabela 6.3 – Parâmetros adotados nos elipsóides de busca para os respectivos variogramas.....	76
Tabela 6.4 – Exemplo hipotético da determinação da litologia de um dado bloco, a partir da estimativa da litologia	81
Tabela 6.5 – Número de blocos estimados para as variáveis DS, MS e UI ou UU, segundo os corpos de minério	84
Tabela 6.6 – Recursos minerais dos corpos de minério C1 e C2/C3 estimados por KI	85
Tabela 6.7 – Número de blocos estimados para as variáveis Ni e Cu, segundo os corpos de minério	87

SUMÁRIO

Agradecimentos.....	3
Resumo	5
Abstract.....	6
Lista de Figuras	7
Lista de Tabelas	9
Sumário	11
Capítulo 1	
Introdução.....	13
1.1 Objetivos.....	14
1.2 Relevância do Trabalho.....	14
1.3 Materiais e Métodos	14
Capítulo 2	
Depósitos Máfico-Ultramáficos de Níquel e Cobre.....	16
2.1 Os Bens Minerais Níquel e Cobre	16
2.2 Classificação dos Corpos Máficos e Ultramáficos.....	18
2.3 Classificação do Depósito Estudado	23
2.3.1 Exemplo de Depósito Intrusivo Sin-Orogênico: Depósito de Rona, Noruega...	23
Capítulo 3	
Apresentação do Depósito e Análise do Banco de Dados	26
3.1 Corpos de Minério Sulfetado	27
3.2 Análise do Banco de Dados	29
3.3 Validação da Base de Dados	31
3.3.1 Análise Agrupamentos.....	33
Capítulo 4	
Tratamento dos Dados e Modelagem Geológica	35
4.1 Regularização das Amostras.....	35
4.2 Estatística Descritiva das Variáveis de Trabalho.....	38

4.2.1 Estatísticas do Corpo C1	40
4.2.2 Estatísticas dos Corpos C2 e C3	41
4.3 Tratamento dos Dados de Densidade	43
4.3.1 Regressão Múltipla	44
4.4 Desenho das Unidades Geológicas	47
4.5 Desenho dos Corpos Mineralizados.....	49
4.6 Modelo de Blocos	50
Capítulo 5	
Análise Geoestatística e Estimativa por Krigagem Ordinária	52
5.1 Fundamentação Bibliográfica	52
5.2 O Variograma	53
5.3 Continuidade Espacial	56
5.4 Parâmetros de Vizinhaça Local e Elipsóide de Busca	63
5.5 Validação Cruzada	64
5.6 Estimativa por Krigagem Ordinária.....	65
5.7 Classificação de Recursos	68
Capítulo 6	
Análise Geoestatística e Estimativa por Krigagem Indicadora	71
6.1 Fundamentação Bibliográfica	71
6.2 Variografia	72
6.3 Parâmetros de Vizinhaça Local e Elipsóide de Busca	76
6.4 Distribuição de Probabilidades	77
6.5 Estimativa de Litologias por Krigagem Indicadora.....	79
6.6 Comparação entre Krigagem Ordinária e Krigagem Indicadora.....	84
6.7 Validação por Krigagem Indicadora.....	86
Capítulo 7	
Conclusões e Considerações Finais	88
Referências Bibliográficas.....	91

Capítulo 1

Introdução

A aplicação de geoestatística em análises quantitativas de avaliação de bens minerais tem se mostrado cada vez mais comum. Pode-se dizer que o avanço no conhecimento desta ciência aplicada está intimamente atrelado à necessidade do melhor entendimento dos recursos naturais identificados.

Os trabalhos de pesquisa em depósitos minerais busca o conhecimento da geologia, da configuração geométrica e do padrão de distribuição espacial das diversas variáveis de interesse, podendo ser elas dados: litológicos, geoquímicos, geofísicos ou teores provenientes de análises químicas, por exemplo.

Assim, além do cálculo para avaliação de recursos e reservas minerais, fundamental para um plano de viabilidade econômica e que é onde a geoestatística tem sido exaustivamente aplicada, também há um grande leque de áreas, dentro de um projeto de exploração mineral, onde podem ser desenvolvidos estudos geoestatísticos.

O objetivo deste trabalho são as mineralizações sulfetadas de níquel e cobre presentes em rochas máficas e ultramáficas de um depósito magmático tipo e considera não apenas as informações quantitativas de teores dos metais de interesse, mas também os dados básicos de geologia, fundamentais ao entendimento da continuidade e disposição das ocorrências identificadas.

Com isso a proposta deste trabalho é a de destacar a utilidade prática de diferentes metodologias geoestatísticas visando a melhor compreensão geológica em diferentes etapas de uma campanha exploratória.

Cabe salientar que é resguardado o sigilo quanto à fonte dos dados aqui utilizados, assim exigido pela empresa que os forneceu, devido às estratégias de mercado relacionadas às *commodities* estudadas.

1.1 Objetivos

Com base no inventário de dados disponibilizado, realizou-se o estudo matemático detalhado da química e geologia da ocorrência, tendo como objetivos:

- O cálculo detalhado dos recursos minerais do depósito por krigagem ordinária.
- A apresentação de um modelo geológico desenvolvido através da aplicação da krigagem indicadora.
- A comparação entre os métodos adotados, buscando possível relação entre dados de descrição litológica e de análise química que ateste o modelo geológico de litotipos aplicável às rochas hospedeiras da mineralização.

1.2 Relevância do Trabalho

Espera-se que com esse trabalho tenha sido possível avaliar os recursos minerais dos *commodities* trabalhados e, com base no cruzamento das informações calculadas pelos diferentes métodos de krigagem, obter maior nível de confiabilidade na avaliação, adicionando-se ao recurso a assinatura e característica descritiva de cada rocha

1.3 Materiais e Métodos

Definidos os objetivos, foram traçadas as etapas de procedimento de cálculo de recursos, que em ordem de execução são: revisão dos critérios e do modelo geológico adotados, avaliação dos métodos de pesquisa e amostragem; avaliação dos dados de pesquisa, delimitação do corpo mineral e emprego das técnicas geoestatísticas, que no caso, foram a krigagem ordinária e a krigagem de variáveis indicadoras. A Figura 1.1 ilustra esquematicamente as etapas de trabalho envolvidas no desenvolvimento da presente dissertação.

Para isto foi utilizado o banco de dados de sondagem disponibilizado pela empresa. As etapas iniciais de tratamento de dados e análise estatística foram realizadas nos *softwares* Excel 2003 e GeoVisual v3.0, as análises geoestatísticas subsequentes foram desenvolvidas com o Isatis v.6 e, por fim, para modelagem geológica e análise espacial utilizou-se os recursos do Datamine Studio v.3, sendo todos *softwares* disponibilizados pela universidade.

Figura 1.1 – Seqüência de desenvolvimento da dissertação

Capítulo 2

Depósitos Máfico-Ultramáficos de Níquel e Cobre

O presente capítulo aborda resumidamente os tipos de depósitos em que ocorrem associações de níquel e cobre, os tipos de classificação encontrados na bibliografia, além de apresentar e enquadrar os depósitos estudados segundo às classificações correntes.

2.1 Os Bens Minerais Níquel e Cobre

Níquel e cobre apresentam importante papel na indústria mineral e metalúrgica mundial graças às suas características que lhe conferem diversidade de aplicações na preparação de aços e diversos outros tipos de ligas metálicas.

Destaca-se que 65% do níquel consumido no mundo ocidental é utilizado na produção de aço inoxidável. Outros 12% destinam-se a produção de superligas ou de ligas não-ferrosas, ambas largamente empregadas devido a sua resistência à corrosão. A indústria aeroespacial é a líder no consumo de superligas a base de níquel. Os 23% restantes do consumo dividem-se em ligas metálicas, baterias recarregáveis, catalisadores e demais produtos químicos.

O níquel (Ni), por ser um elemento de transição, apresenta uma mistura de propriedades de metais ferrosos e não-ferrosos, sendo siderófilo (possui afinidade química em fases metálicas com o ferro, assim como Co, Pt e Au) e também calcófilo (possui afinidade com fases sulfetadas, assim como Cu, As, Pb, Zn e Ag).

A maior quantidade do níquel lavrado no mundo provém de dois tipos de depósitos minerais:

- Depósitos lateríticos, onde os principais minerais de minério são a limonita niquelífera $[(\text{Fe},\text{Ni})\text{O}(\text{OH})]$ e a garnierita (um silicato de níquel hidratado).
- Depósito magmáticos sulfetados, cujo principal mineral de minério é a pentlandita $[(\text{Ni},\text{Fe})_9\text{S}_8]$.

Nota-se que depósitos de níquel possuem um importante controle litológico, pois as rochas ultrabásicas são as únicas que possuem teores de níquel suficiente para gerar depósitos, sejam eles sulfetados ou lateríticos.

Os recursos mundiais desses dois tipos de depósitos são estimados em um total de 220 milhões de toneladas de níquel com teor médio de aproximadamente 1%. Destes depósitos 60% são de lateritas e 40% de depósitos de sulfetados.

Deve-se destacar que também são conhecidas ocorrências de níquel contido em nódulos de manganês no fundo oceânico, embora ainda sejam necessárias novas pesquisas tecnológicas para sua extração em condições econômicas favoráveis.

O cobre (Cu), assim como o níquel, também é calcófilo e de fácil formação de ligas com outros metais, ocorrendo na natureza tanto puro, denominado de cobre nativo, como na forma de sulfetos, de óxidos, carbonatos e silicatos.

O cobre apresenta maior diversidade de tipos de depósitos se comparado ao níquel. Este depósitos são:

- Depósitos de cobre-pórfiro (*porphyry copper*), resultam da concentração de sulfetos (calcopirita $[(\text{Cu},\text{Fe})\text{S}_2]$ como mineral de minério) a partir de soluções hidrotermais em intrusões dioríticas e granodioríticas, podendo ocorrer molibdênio associado, explorado como subproduto. Compreendem grandes reservas, em geral superiores a 50 milhões de toneladas de minério, sendo responsáveis por cerca de 60% do suprimento mundial.
- Depósitos vulcanogênicos, formados pela precipitação química de metais (principalmente cobre, chumbo e zinco) e outros elementos a partir de exalações vulcânicas, tendo como subproduto o ouro e a prata. Cerca de 15% das reservas mundiais de cobre ocorrem em jazidas vulcanogênicas.
- Depósitos em séries sedimentares detríticas estão relacionados com espessas seqüências de conglomerados e arenitos arcoseanos (tipo *red bed*) ou com folhelhos (tipo *Kupferschiefer*). Depósitos desta categoria perfazem cerca de 14,5% das reservas mundiais e apresentam associação com chumbo, zinco, prata, urânio, níquel, cobalto, ouro, molibdênio e elementos do grupo da platina (EGP).
- Depósitos de segregação magmática, formados por imiscibilidade de líquidos sulfetado e silicático, em complexos básicos máficos e ultramáficos. O mineral de minério é a calcopirita $[(\text{Cu},\text{Fe})\text{S}_2]$ e o cobre é geralmente explorado como subproduto do níquel.
- Depósitos de escarnitos, formados por metassomatismo e metamorfismo de contato de granitóides sobre seqüências comumente calcárias. A participação destes depósitos nas reservas mundiais é inferior a 0,4%.

- Depósitos de veios são em geral pequenos, consistem em filões de quartzo com siderita ou outros carbonatos, contendo associações sulfetadas de calcosina, calcopirita e bornita como minerais de minério.

- Depósitos de cobre nativo ocorrem associados às lavas básicas e raramente apresentam importância econômica, compondo cerca de 0,1% das reservas mundiais.

Os depósitos em que ocorrem associações significativas de níquel e cobre são os de origem magmática. O depósito estudado neste trabalho é um corpo máfico-ultramáfico diferenciado portador de mineralização sulfetada, dada pela associação típica de pirrotita, calcopirita e pentlandita. Esta associação normalmente tem sua gênese a altas temperaturas ($> 610^{\circ}\text{C}$), a partir de um sistema Fe - Ni (Co) - S, que forma uma solução sólida de monossulfeto, amplamente disseminada na literatura como associação MSS (*monosulphide solution*) (Naldrett, 1989).

2.2 Classificação dos Corpos Máficos e Ultramáficos

Inicialmente, pode-se constatar a preocupação dos autores que abordam a situação geológica das rochas ultramáficas, em tentar formular classificações que possam abranger os diversos tipos de intrusões conhecidas e os depósitos minerais a elas associados.

Willie (1967), um dos autores pioneiros nesta tentativa, expõe em seu livro *Ultramafic and Related Rocks*, uma classificação para corpos intrusivos, caracterizando diversos tipos, entre os quais salientam-se:

1. Intrusões acamadadas
2. Complexos ultramáficos zonados (Tipo Alaskaniano)
3. Associações ultramáficas do Tipo Alpino
4. Kimberlitos
5. Rochas ultrabásicas de filiação alcalina

Esses tipos de associações ultramáficas foram agrupadas pelo autor tendo em vista aspectos das distribuições litológicas, a natureza dos contatos e as características petrológicas, além é claro, da gênese dos depósitos minerais.

O passo seguinte na tentativa de classificar os complexos ígneos diferenciados foi dado por Thayer (1971), ao aproveitar as idéias esboçadas por Willie (1967), e acrescentar critérios que levam em conta o modo de intrusão e os aspectos dos depósitos minerais associados. Deste modo, Thayer (1971) sugere a subdivisão das associações ultramáficas em autigênicas, poligênicas e alogênicas, transcritas inteiramente a seguir.

Os corpos autigênicos são formados por rochas ígneas estratificadas, apresentando, comumente, texturas cumuláticas e estruturas acamadadas, ocorrendo em áreas continentais estáveis, em zonas de dobramentos vulcânicos e em terrenos sub-vulcânicos. O mecanismo de intrusão ígnea, desenvolve-se a partir de um magma fluido, diferenciado “*in situ*” através de cristalização fracionada.

Os corpos poligênicos, constituem intrusões zonadas, simples ou complexas, com rochas apresentando texturas ígneas de todos tipos (porfírica, de fluxo magmático, etc) e, subordinadamente, texturas cumuláticas. O mecanismo de intrusão desenvolve-se a partir de um magma fluído, ou por uma mistura de cristais em estado semi-sólido. Nestes tipos de intrusões, os processos de diferenciação desenvolvem-se antes da intrusão.

Os corpos alogênicos formam plútons irregulares, onde as rochas mostram texturas metamórficas, relacionadas ao desenvolvimento de ambientes tectonicamente ativos. Seu modo de intrusão é completamente diferente dos apresentados para os tipos anteriores, sendo caracteristicamente sin-orogênicos e formados em condições de alta temperatura.

Finalmente o autor tenta esboçar uma correlação deste tipos de associações ultramáficas e a formação dos depósitos minerais magmáticos. A Tabela 2.1 apresenta um sumário dessas correlações.

Tabela 2.1 – Exemplos de depósitos classe mundial classificados segundo Thayer (1971)

Complexo Máfico- Ultramáficos	Classificação das Rochas Hospedeiras	Depósitos Mágmatícos Associados
Bushveld (estratiforme)	Autigênico	Cr, Fe, Ti, Ni-Cu, EGP
Sudbury	Poligênico	Ni-Cu, EGP
Union Bay (zonado)	Poligênico	Fe, Ti, EGP
Alpinos (peridotito)	Alogênico	Cr, EGP
Kimberlitos	Alogênico	Diamantes

Naldrett (1976, 1989, 2004), aprofundando as idéias de Thayer (1971) e progressivamente revisando seus próprios trabalhos, sumariza quatro tipos de associações de rochas ultramáficas e relacionadas, subdivididas conforme o ambiente tectônico onde desenvolveram-se os processos de intrusão.

Apresenta-se a classificação dos corpos máficos e ultramáficos (adaptado de Naldrett, 1989)

I. Sin-vulcânico (*Greenstone belts* arqueanos)

1. Komatiitos	
a. Lavas	Kambalda, Austrália
Munro, Canadá
b. Lentes Dunito-Peridotíticas	Mt. Keith, Austrália
Dumont, Canadá
2. Tholeiitos	
a. Corpos Picríticos	Dundonald Sill, Canadá
Pechanga, Kola, Rússia
Lynn Lake, Manitoba, Canadá
Carr Boyd, Austrália
b. Corpos Gabróides	Bird River Sill, Manitoba, Canadá
Windimurra Intrusion, Austrália

II. Associados à *Rifts* em Margens de Placa e Bacias Oceânicas

1. Intimamente associados à crosta continental	
a. Komatiíticas	Cape Smith, Canadá
Thompson Belt, Canadá
b. Predominantemente Gabróides	Fox River Sill, Manitoba, Canadá
Skaergaard, Groenlândia
2. Não associados à crosta continental	
a. Complexos Ofiolíticos	Chipre
Newfoundland, Canadá
Turquia

III. Intrusões em Áreas Cratônicas

1. Relacionadas à derrames basálticos	Duluth Complex, EUA
Noril'sk Talnakh, Rússia
Insizwa-Ingeli, África do Sul
2. Grandes complexos acamadados não relacionadas à derrames basálticos	
a. Lenticular	
i. Com acamamento rítmico	Bushveld Complex, África do Sul
Stillwater Complex, EUA
Muscox Intrusion, Canadá
ii. Sem acamamento	Sudbury, Canadá
b. Diqueforme	Great Dyke, Zimbábue
Jimberlana, Austrália

IV. Corpos Intrusivos em Cinturões Orogênicos

1. Intrusões sin-orogênicas	Rona, Noruega
Aberdeenshire Gabbros, Escócia
2. Complexos tipo Alaskaniano	Duke Island, Alaska
Ural Mountains, EUA
Union Bay, Alaska
3. Corpos alcalinos	Gardar Province, Groenlândia
Kola Peninsula, Russia

Tabela 2.2 – Recursos estimados (incluindo os já lavrados) e concentrações médias de Ni-Cu dos principais depósitos sulfetados classe mundial (adaptado de Naldrett, 2004)

Depósito	Recurso Mineral (10⁶t)	Ni (%)	Cu (%)
Noril'sk	1309.3	1.77	3.57
Sudbury	1648.0	1.20	1.08
Duluth	4000.0	0.20	0.60
Jinchuan	515.0	1.06	0.75
Pechenga	339.0	1.18	0.63
Thompson	150.3	2.32	0.16
Mt. Keith	478.0	0.60	0.01
Voisey's Bay	136.7	1.59	0.85
Kambalda	67.0	2.90	0.21
Perseverence	52.0	1.90	0.10
Rona	43.0	0.33	0.08
Raglan	24.7	2.72	0.70
Bushveld*	11549.9	0.13	0.06
Great Dike	2574.0	0.21	0.14
Stillwater	32.3	0.05	0.02
Portimo Area	218.6	0.08	0.18
Lac de Iles	94.1	0.05	0.06

* a barra horizontal separa os depósitos máfico- ultramáficos onde Ni-Cu são tidos como subprodutos

Deste modo, Naldrett (2004) agrupa os corpos ígneos conforme estejam relacionados a terrenos orogenéticos ou porções estáveis, não-orogênicas da crosta terrestre. No primeiro caso, incluem-se as sequências toleíticas e komatiíticas, os corpos alpinos, sequências ofiolíticas e os complexos do tipo alaskaniano. Aos ambientes não orogênicos estão relacionados os grandes complexos estratiformes, os derrames basálticos e as rochas ultramáficas de filiação alcalina.

Do ponto de vista de depósitos minerais, pode-se verificar que as maiores jazidas cupro-niquelíferas (exceto o distrito de Sudbury) distribuem-se em corpos ígneos relacionados a terrenos orogênicos.

O grande valor da classificação sugerida por Naldrett (2004) está no relacionamento dos ambientes de formação com as possibilidades de ocorrerem concentrações econômicas sulfetadas. Assim, as classes mais importantes de recursos com associações potencialmente econômicas de cobre e níquel são:

I. Aquelas com atividade magmática associada à estágios tardios de formação de *greenstone belts* pré-cambrianos, que compreendem 2 tipos principais:

A. Lavas komatiíticas e intrusões, especialmente as variedades predominantemente ultramáficas. Estes são importantes hospedeiros de depósitos sulfetados, em particular, os do campo de **Kambalda** no oeste da Austrália.

B. Intrusões tholeiíticas como as hospedeiras de minério de Ni do campo de **Pechenga** da Península Kola, Rússia e Lynn Lake, Manitoba, Canadá.

II. Komatiitos, presentes em ambientes de margem continental passiva, são os hospedeiros do depósito do distrito de **Thompson, Manitoba** e também de depósitos de alto-teor, como na extremidade norte da península de Ungava, Canadá.

III. Em ambiente intracontinental, três associações tem se mostrado importantes:

A. As intrusivas equivalentes as lava basálticas associadas com rifteamento intracontinental. **Noril'sk-Talnakh** da Sibéria e o complexo de **Duluth**.

B. Rochas noríticas associadas com um astroblema (resultado de um impacto de um meteorito). O único exemplo a este tipo é o distrito de **Sudbury** no Canadá.

C. Depósitos de sulfeto disseminado em grandes intrusões acamadadas que são mineradas primeiramente por causa dos elementos do grupo da platina (EGP) e cromo. Os exemplos são **Bushveld** e **Stillwater**.

IV. Intrusões toleíticas, geralmente sincrônicas à orogênese em cinturões Paleoproterozóicos a Fanerozóicos, são portadoras de depósitos de menor representatividade, como por exemplo o depósito de Rona, Noruega.

Diante destas informações, verifica-se que a literatura geológica mostra acentuado avanço no conhecimento de associações ultramáficas e máficas, motivado, principalmente, pelos depósitos minerais de interesse econômico a elas relacionados.

2.3 Classificação do Depósito Estudado

Depois de apresentar os critérios utilizados para a classificação dos corpos ígneos máfico-ultramáficos, resta sumariar as características do complexo estudado e tentar enquadrá-lo nos tipos definidos pelos autores anteriormente citados.

O depósito é um maciço intrusivo diferenciado com dimensões aproximadas de 5 x 2 km, que ocorre como um corpo alóctone alongado, em contato com rochas granitóides, posicionado tectonicamente entre fatias e/ou faixas de rochas supracrustais de uma seqüência metavulcano-sedimentar e biotita hornblenda gnaisses de um complexo ortognáissico.

Autores que estudaram o depósito em questão apontam que, em alguns aspectos, este é comparável a intrusões sin-orogênicas, tais como as do Cinturão Caledoniano, exemplificado pelos corpos de Connemara, na Irlanda e Rona, na Noruega. Estes corpos apresentam depósitos de níquel e cobre de pequena magnitude, se comparados aos demais modelos (Tabela 2.2).

No item 2.3.1 segue breve descrição do depósito tipo de Rona, como exemplo de jazidas de classe mundial. Porém deve-se destacar que, pelo nível de conhecimento atual, a relação entre o depósito estudado e o exemplo apresentado é meramente ilustrativa. Para a correlação mais segura com as associações citadas na literatura, necessita-se de estudos petrológicos, geoquímicos e estruturais mais aprofundados, que fogem do escopo deste trabalho, voltado exclusivamente para a avaliação de campanha de exploração mineral.

2.3.1 Exemplo de Depósito Intrusivo Sin-Orogênico: Depósito de Rona, Noruega

As informações usadas neste item foram obtidas no trabalho de Boyd & Mathiesen (1979).

A intrusão sin-orogênica caledoniana de Rona, no norte da Noruega, apresenta um expressivo depósito de níquel: Bruvann. A mineralização consiste na associação sulfetada de pirrotita, pentlandita, calcopirita e pirita, que ocorrem intersticialmente à olivinas e ortopiroxênios em peridotitos e apresenta teor médio de 0,8% de níquel aproximadamente.

Localmente, associado com determinadas zonas da deformação, o sulfeto disseminado intersticial passa para sulfeto maciço remobilizado com até 5,0% de níquel. As reservas são da ordem de 43 milhões de toneladas com 0,33% de Ni e 0,08% de Cu.

A suíte de rocas máfico-ultramáficas de Rona consiste em uma zona periférica de norito contendo bandas e lentes de peridotito e piroxenito e um núcleo principal de quartzo norito.

O maciço de Rona tem assim uma estratigrafia com contatos bruscos, que obedece ao padrão de muitas intrusões acamadadas, embora, em sua grande parte, estruturas primárias foram interrompidas por fases de dobramento caledonianas mais recentes, e que também envolveram empurrões locais; estes movimentos resultaram em posicionamento tectônico de unidades semi-pelíticas, de folhelhos negros e de gnaisses cálcio-silicáticos sobre a intrusão (Figura 2.1).

Figura 2.1 – Interpretação geológica da seção 2600E do depósito de Brevann, Noruega, coordenadas locais (m), adaptado de Boyd & Mathiesen (1979)

O corpo possui a forma invertida, de um cone possivelmente truncado com eixo mergulhando para NW em ângulo moderado.

Existem problemas em posicionar a intrusão de Rona na classificações existentes de intrusões máficas. Os peridotitos apresentam uma variação sistemática não muito óbvia, da mineralogia de sulfetos e silicatos ao longo da direção do corpo.

A presença de sulfetos associados à folhelhos negros nos contatos da intrusão ou próximo a estes e posicionados ao longo de zonas de cisalhamento, além da ocorrência de grafita com sulfeto disseminado em peridotitos sugerem assimilação do enxofre a partir das rochas encaixantes. No entanto, os estudos com isótopos de enxofre não confirmam a hipótese de uma fonte externa, sendo as ocorrências descritas apenas locais.

Capítulo 3

Neste capítulo será melhor apresentado o depósito em estudo, com relação a suas características geológicas mais relevantes à avaliação de recursos.

Também será descrito e discutido a estrutura e organização dos bancos de dados utilizados, com a preparação e validação dos dados para a análise geoestatística.

Apresentação do Depósito e Análise do Banco de Dados

Como apresentado no Capítulo 2 o depósito é do tipo máfico-ultramáfico acamadado sin-orogénico, com mineralização sulfetada cupro-niquelífera associada.

Os tipos litológicos principais do depósito estudado são cumulados que variam de dunito, peridotitos (a exemplo de wehrlito, lherzolito e harzburgito), piroxenitos (principalmente na forma de websterito, clinopiroxenito e olivina piroxenitos), hornblendito e diversos tipos de rochas gabróicas (melagabro, melagabronorito, olivina gabro, gabronorito, norito e hornblenda gabro).

Estas litologias ocorrem sob formas bastante irregulares, à semelhança de lentes, com frequentes variações laterais de espessura em distâncias curtas. Somente em pequenas e restritas porções do complexo sua estratigrafia é suficientemente conhecida, em função do estudo de numerosos furos de sondagem realizados.

Todas estas diferentes litologias presentes no depósito são agrupadas segundo 14 litotipos distintos, apresentados no banco de dados no campo Lito, que por sua vez compõem 5 unidades, definidas segundo critérios geológicos de afinidade magmática e organizadas no campo Unid do banco de dados, conforme a Tabela 3.1.

É possível notar que dentro desta classificação já estão definidos os tipos de minério que também possuem suas respectivas unidades.

Assim, simplifica-se todas as diversas litologias em 3 unidades geológicas; Unidade Ultramáfica (UU), Unidade Intermediária (UI) e Unidade Máfica (UM) e 2 tipos de minério: Minério Disseminado (DS) e Minério Maciço (MS).

Tabela 3.1 – Litologias presentes no depósito e suas respectivas unidades geológicas

UNID	Unidade	LITO	Litologias
-	solo	SO	coberturas dentrito-lateríticas
DS	minério disseminado	DP	sulfeto disseminado em piroxenito (PX)
		DN	sulfeto disseminado em gabronorito (GT)
		DS	sulfeto disseminado em peridotito ou dunito (PD ou DU)
MS	minério maciço	MS	sulfeto maciço
UM	unidade máfica	DB	diabásio e microgabro
		DR	diorito, diorito quartzoso, hornblendito e microdiorito
		GB	gabro, hbl gabro porfirítico
		QD	qtz diorito, diorito quartzoso, monzodiorito e monzonito
UI	unidade intermediária	GT	gabronorito, hbl gabronorito, melanorito e norito
		PX	clinopiroxenito, websterito, hornblendito e hbl piroxenito
UU	unidade ultramáfica	PD	lherzolito, wherlito e hbl wherlito
		DU	dunito e dunito serpentizado
-	embasamento	GN	bt gnaiss, ms-bt granito, bt leucognaiss tonalítico

3.1 Corpos de Minério Sulfetado

Sulfetos de Ni-Cu formam corpos de minério que variam de maciço (MS - *massive sulphide*) a disseminado (DS - *disseminated sulphide*), encaixados tanto em piroxenito-melanorito, quanto em dunitos e peridotitos.

Os minerais são pirrotita (intercrescimento das variedades hexagonal e monoclinica), pentlandita, calcopirita e subordinadamente pirita e cubanita associados à espineló cromífero, magnetita cromífera ou à magnetita.

Os minérios maciços contêm 60-90% de minerais sulfetados e mostram inclusões de silicatos subeuédricos (principalmente olivina, piroxênios e hornblenda) e de pequenos fragmentos de rochas ultramáficas.

O minério disseminado contém 10-60% de minerais sulfetados e consiste de abundantes agregados intersticiais de sulfeto com nódulos irregulares locais de sulfeto maciço associado, aparece principalmente como agregados finos e irregulares, intersticiais aos silicatos (geralmente piroxênios), às vezes formando minério do tipo textura em rede (*net texture*).

As associações sulfetadas formam corpos de minério estreitos, predominantemente maciços em dunito-peridotitos, e semi-maciços a disseminados em olivina piroxenitos e gabronoritos.

O depósito é formado por 3 corpos de minério, aqui denominados de C1, C2 e C3. Esses corpos apresentam características como geometria, teores, relações de contato e estruturas próprias, sendo geneticamente diferentes (Tabela 3.2).

Tabela 3.2 – Resumo das características de cada um dos corpos mineralizados

Corpo de Minério	Rocha Hospedera	Forma do Corpo	Espessura e Comprimento	Tipo de Minério	Razão Ni/Cu
C1	Piroxenito Gabronorito	Lentiforme irregular	100 m; 500 m	Disseminado a Maciço	1,03
C2	Dunito Peridotito	Tabular	2 - 4 m; 420 m	Maciço	3,85
C3	Dunito Peridotito	Tabular	2 m; 400 m	Maciço	4,57

A Figura 3.1 ilustra um modelo simplificado da evolução geológico-estrutural do complexo, com ênfase na porção onde ocorrem os corpos mineralizados C1, C2 e C3. Destaca-se uma falha principal, que separa a Unidade Ultramáfica (UU) a norte da sequência máfica (UM) a sul, e também um falhamento posterior de direção NW-SE, que desloca o corpo de minério setentrional, separando-o em dois corpos C2 e C3.

Figura 3.1 – Modelo geológico-estrutural com destaque para os corpos mineralizados C1, C2 e C3

Os corpos contíguos C2 e C3 exibem características bastante semelhantes, tais como: predomínio de minério maciço, atitude e mergulho muito próximos e ocorrem todos em rochas da unidade ultramáfica, como apresentado na Figura 3.1, só estando espacialmente deslocados devido à um falhamento regional de direção NW. Portanto, nos trabalhos de estatística e geoestatística os dados destes corpos serão considerados conjuntamente.

3.2 Análise do Banco de Dados

O banco de dados disponibilizado congrega informações de furos de sondagem rotativa diamantada de duas grandes campanhas exploratórias neste depósito, totalizando 339 furos, que possuem em média 140 m de profundidade.

A primeira campanha, com 221 furos de sondagem, apresenta dados de análises químicas somente para os elementos Ni (%), Cu (%), Co (%), para algumas amostras S (%) e também dados de descrição litológica para todos intervalos.

Os 118 furos da segunda fase, mais recente, trazem, além dos dados de litologias, também análises químicas para Ag (ppm), Cr (ppm), Co (%), Cu (%), Fe (%), MgO (%), Ni (%) e Zn (ppm) analisados por ICP-AES (*inductively coupled plasma atomic emission spectrometry*) e dados de densidade (g/cm^3) obtidos pelo método do volume deslocado.

Outro diferencial da segunda campanha, são registros de medição de desvios dos furos, ausentes na primeira fase.

A malha de sondagem é semi-regular, apresentando espaçamento médio de furos de 40 m, em alguns casos com seção intermediária de 20 m, e um painel de minério também com aproximadamente 40 m, gerando assim, um total de 29 seções geológicas.

A maior parte destes furos está concentrada nos 3 corpos de minério identificados, mas muitos deles são referentes a outros alvos contíguos. Assim, foi definida uma área que contém os furos com intersecções mineralizadas e que limita o modelamento geológico.

Os corpos C1, C2 e C3, por serem muito próximos, foram agrupados em mesma área e dos 339 furos presentes no banco foram utilizadas informações de 266. A Figura 3.2 ilustra este limite e a localização dos furos.

Dado que o litotipo SO, referente à solos e coberturas lateríticas, é considerado estéril e o litotipo GN, referente às rochas do embasamento do plúton, também é estéril e não ocorrente nos limites propostos, ambos não foram considerados no presente estudo.

Figura 3.2 – Mapa geológico com localização dos furos de sondagem e projeção horizontal dos corpos de minério

3.3 Validação da Base de Dados

Com base nas análises químicas e no produto das descrições geológicas, é possível realizar uma validação da codificação utilizada, através de gráficos de correlação, de histogramas para os diferentes litotipos e de análise de agrupamento.

Basicamente quatro minerais máficos são utilizados na nomenclatura das rochas ultramáficas: hornblenda (hbl), olivina (ol), ortopiroxênio (opx) e clinopiroxênio (cpx). Os dois grandes grupos de rochas ultramáficas (peridotitos e piroxenitos) são distinguidos pela proporção de olivina, sendo que os peridotitos contêm mais de 40% de olivina.

Esta classificação baseia-se em análises modais, que são estimativas quantitativas, obtidas estatisticamente, das proporções dos principais minerais presentes na rocha. Todos estes minerais são silicatos ferro-magnesianos, deste modo deve-se realizar a análise do comportamento da quantidade de MgO (%) em cada litotipo, como segue (Figuras. 3.3 e 3.4).

Figura 3.3 – Histogramas de MgO (%) para os litotipos diabásio (DB), quartzo diorito (QD), diorito (DR) e gabro (GB)

Figura 3.4 – Histogramas de MgO (%) para os litotipos gabronorito (GT), piroxenito (PX), peridotito (PD) e dunito (DU)

Nota-se que a quantidade de MgO (%) coaduna-se com as descrições. Os membros ultramáficos apresentam maior quantidade em relação aos termos máficos, conforme esperado, e em intervalos bem definidos. A Figura 3.5 apresenta o gráfico de correlação entre Ni (%) e MgO (%).

Figura 3.5 – Gráfico de correlação Ni (%) por MgO (%) para os litotipos do depósito

O gráfico confirma que os corpos de minério do depósito possuem controle litológico, onde somente os litotipos dunito, peridotito, piroxenito e gabronorito são hospedeiros de mineralização sulfetada, dado que somente amostras destas litologias ocorrem com teores acima da linha de *cut-off*.

3.3.1 Análise Agrupamentos

A análise de agrupamentos é uma técnica que permite classificar variáveis através da atribuição de observações a grupos, de tal modo que cada grupo seja mais ou menos homogêneo e distinto de outros grupos (Davis, 1975).

Existem várias técnicas que permitem fazer o agrupamento, porém as técnicas denominadas hierárquicas são as mais utilizadas. O agrupamento hierárquico liga as observações mais similares, depois conecta a observação mais similar para os anteriores e assim sucessivamente.

Inicialmente, uma matriz de similaridade $n \times n$ é calculada entre todos os pares de observação. Assim, o par de amostras mais similares é separado da matriz, entrando em seu lugar a média dessas duas amostras. Dessa forma, a matriz é reduzida a $n-1 \times n-1$ e o processo é repetido até que a matriz se reduza a 2×2 (Davis, 1975).

Como medida de similaridade, pode-se usar várias unidades, porém o coeficiente de distância é largamente empregado, pois a sua interpretação é bastante simples. Assim, quando a distância é pequena significa que as amostras são mais similares.

Para este estudo a matriz considerada foi gerada a partir das médias de teores dos elementos Ag (ppm), Co (ppm), Cu (%), Fe (%), MgO (%) e Ni (%) para cada litotipo, conforme a Tabela 3.3. A análise foi realizada através do programa *cluster*, do sistema Geovisual v2.2. A Figura 3.6 apresenta o resultado da análise de agrupamento.

Tabela 3.3 – Média de teores dos litotipos do depósito

Litos	Ag (ppm)	Co (ppm)	Cu (%)	Fe (%)	MgO (%)	Ni (%)
DP	1.00	326	0.67	13.52	20.87	0.53
DN	0.91	435	0.77	14.47	14.02	0.66
DS	1.27	530	0.95	17.85	22.28	1.10
MS	1.85	1274	1.81	36.50	8.90	2.65
DB	0.28	103	0.07	8.82	8.69	0.05
DR	0.31	97	0.08	7.50	7.10	0.04
GB	0.33	105	0.14	7.66	10.28	0.09
QD	0.26	57	0.07	7.54	3.42	0.03
GT	0.41	178	0.25	9.32	14.31	0.17
PX	0.50	180	0.25	9.30	18.56	0.20
PD	0.79	184	0.21	10.74	23.79	0.22
DU	0.53	209	0.10	11.87	31.17	0.22

Figura 3.6 – Análise heirárquica de agrupamento para os litotipos do depósito

Nota-se que as cinco unidades definidas conforme Tabela 3.1 estão claramente agrupadas, todas apresentando litotipos com índices de similaridade acima de 0,80. Afirma-se portanto que a análise de agrupamento valida a classificação proposta, mostrando que as rochas agrupadas possivelmente apresentam mesma filiação magmática dada pela similaridade de composição química.

Capítulo 4

Tratamento dos Dados e Modelagem Geológica

Neste capítulo são apresentadas as estatísticas descritivas das variáveis trabalhadas em seus aspectos mais relevantes à modelagem geológica e à análise geoestatística.

A análise estatística dos dados foi realizada no módulo Statbase do *software* GeoVisual v3.0. Para a modelagem dos recursos do depósito foram considerados dados provenientes dos *logs* de sondagem (*lito*) e de análises químicas (*assay*) dos testemunhos conjuntamente, através do *software* Datamine Studio v.3.

4.1 Regularização das Amostras

O banco de dados foi gerado a partir de informações de duas campanhas de sondagem, e estas apresentam diferentes procedimentos de amostragem e suporte amostral (comprimento da amostra), porém destaca-se que o diâmetro dos testemunhos era o mesmo.

Para a primeira campanha os testemunhos foram amostrados com talhadeira e encaminhados ao laboratório. Para os furos da segunda fase a marcação da amostragem foi realizada já durante a descrição do furo, respeitando contatos litológicos e o corte dos testemunhos foi feito com serra policorte diamantada de maneira a dividir o testemunho em duas partes iguais.

Depois os testemunhos passaram pelo ensaio de densidade, através do método do volume deslocado, e então foram encaminhados ao laboratório. Também foi realizado um controle do tipo QA/QC (*Quality assurance/Quality control*), procedimento muito comum atualmente devido às crescentes exigências da indústria mineral, garantindo assim uma maior confiabilidade aos dados de análises químicas.

Na campanha pioneira os intervalos de amostragem foram todos de 50 cm, enquanto que na fase mais recente as amostras são de 1 m, podendo variar entre 0,50 e 1,50 m, sempre se respeitando contatos litológicos.

Como as amostras não apresentam tamanho regular é necessário a sua composição, buscando dados mais homogêneos e portanto, com maior facilidade de interpretação.

O tamanho definido para regularização foi o de 1 m, com tolerância de até 0,50 m, sendo então compositadas as variáveis teor de Ni (%), teor de Cu (%) e densidade (g/cm³).

O resultado da composição de amostras é expresso como a média ponderada do teor pelas espessuras selecionadas, como mostra a equação:

$$t_c = \frac{\sum_{i=1}^n t_i \cdot e_i}{\sum_{i=1}^n e_i} \quad (1)$$

onde n é o número de trechos para compor o intervalo de trabalho;

t_i é o teor do i -ésimo trecho;

e_i é a espessura do i -ésimo trecho.

A Figura 4.1 apresenta os histogramas para a distribuição dos valores de comprimento das amostras, comparando antes e após a regularização. A Tabela 4.1 apresenta as medidas estatísticas para as variáveis trabalhadas antes e após a regularização.

Figura 4.1 – Histogramas de distribuição dos valores de comprimento das amostras antes e depois da regularização

Tabela 4.1 – Estatísticas descritivas para as amostras de variáveis contínuas antes e após a regularização

Estatísticas	Ni (%)		Cu (%)		Densidade (g/cm ³)	
	Antes	Depois	Antes	Depois	Antes	Depois
Número de Dados n	2696	1434	2696	1434	429	416
Média $E[X]$	0,736	0,754	0,733	0,727	3,189	3,185
Variância $Var[X]$	0,799	0,770	1,179	0,880	0,051	0,050
Desvio Padrão S	0,894	0,878	1,086	0,938	0,232	0,224

A composição gerou 1434 amostras, a partir de 2696, onde 88% apresentam 1 m de comprimento. Analisando-se os resultados apresentados na Tabela 4.1, pode-se afirmar que a regularização dos dados não altera significativamente a média amostral das variáveis e a variância amostral, como esperado, e quando se altera foi por diminuição. A partir destes resultados permite-se dizer que o procedimento foi adequado.

O procedimento de regularização foi repetido para as variáveis categóricas (dados do campo unidade geológica), depois de realizada a transformação não-linear (melhor apresentada e discutida no Capítulo 6). Aplicou-se o mesmo valor de comprimento de amostra de 1 m, com tolerância de até 0,50 m. Neste caso tinha-se inicialmente 12.786 amostras, por se considerar todos os intervalos descritos, que com a regularização geraram 31.647 amostras.

4.2 Estatística Descritiva das Variáveis de Trabalho

Na avaliação de recursos minerais a análise estatística é feita com o objetivo de caracterizar e descrever estatisticamente as distribuições dos dados, para um melhor entendimento do comportamento das variáveis de interesse dentro do depósito.

Para tal são utilizadas medidas de tendência central, que são: a média, mediana e moda, e medidas de dispersão em torno da média, que são: a variância, o desvio padrão e o coeficiente de variação.

A média ou esperança matemática é calculada como:

$$E[X] = \sum_{i=1}^n X_i P(X_i) \quad (2)$$

com $E[X]$ sendo a esperança matemática ou a média;

X_i como a i -ésima observação da variável X ;

$P(X_i)$ sendo a probabilidade associada à ocorrência da i -ésima variável X .

Contudo essa expressão (2) é encontrada freqüentemente em sua forma simplificada (3), assumindo-se que as probabilidades associadas às n realizações das variáveis aleatórias sejam iguais entre si.

$$E[X] = \bar{X} = \sum_{i=1}^n X_i \frac{1}{n} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n X_i \quad (3)$$

com $\bar{X}$ sendo a média da população;

n sendo o número de observações de uma variável aleatória;

A mediana é a observação que divide a distribuição em duas partes iguais. Para um conjunto onde o número de observações é ímpar, a mediana é o próprio valor central. Quando se tem um número par é costume tomar como mediana a média aritmética dos dois valores centrais.

A moda corresponde ao valor médio da classe de valores de maior frequência na distribuição. Em algumas situações em que o número de observações é muito grande, é conveniente definir moda como uma medida de concentração de dados, o que possibilita dizer que algumas variáveis apresentam um comportamento, por exemplo, bi-modal (2 modas), sem que as respectivas frequências sejam iguais.

A variância é a medida de dispersão mais utilizada na prática e mede quanto os valores de uma distribuição distam de sua média, sendo calculada como:

$$Var[X] = \sum_{i=1}^n (X_i - \bar{X})^2 P(X_i)^2 \quad (4)$$

com $Var[X]$ sendo a variância.

Assim como na média, para simplificar a expressão (4) assume-se que a probabilidade de ocorrência das n realizações da variável aleatória sejam iguais entre si, como apresentado na seguinte equação:

$$Var[X] = \sum_{i=1}^n (X_i - \bar{X})^2 \frac{1}{n} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (X_i - \bar{X})^2 \quad (5)$$

O desvio padrão é simplesmente a raiz quadrada da variância (5) e é aplicado por ser uma medida expressa na mesma unidade dos valores originais.

$$S = \sqrt{Var[X]} \quad (6)$$

com S sendo o desvio padrão.

O coeficiente de variação é obtido através da divisão do desvio padrão pela média, conforme:

$$CV = \frac{S}{\bar{X}} \quad (7)$$

Por ser um parâmetro adimensional, o coeficiente de variação apresenta a vantagem de permitir a comparação da dispersão relativa de variáveis com diferentes distribuições, como por exemplo, para comparação e classificação de depósitos minerais segundo sua variabilidade natural (Yamamoto *et al*, 2001).

4.2.1 Estatísticas do Corpo C1

A Tabela 4.2 apresenta as estatísticas para os teores de níquel e cobre. As Figuras 4.2 e 4.3 apresentam a distribuição de frequência de teores de níquel e cobre para o corpo de minério C1.

Tabela 4.2 – Estatísticas descritivas para as variáveis Ni e Cu, corpo de minério C1

Estatísticas	Ni (%)	Cu (%)
Média $E[X]$	0,51	0,64
Variância $Var[X]$	0,19	0,44
Desvio Padrão S	0,43	0,66
Coeficiente de Variação	0,84	1,04
Máximo	3,33	11,93
Quartil Superior	0,63	0,82
Mediana	0,40	0,50
Quartil Inferior	0,27	0,30
Mínimo	0,01	0,01
Número de Dados n	912	912

Figura 4.2 – Distribuição de frequência de teores de Ni para o corpo de minério C1: histograma (A) e curva acumulativa (B)

Figura 4.3 – Distribuição de frequência de teores de Cu para o corpo de minério C1: histograma (A) e curva acumulativa (B)

4.2.2 Estatísticas dos Corpos C2 e C3

A Tabela 4.3 apresenta as estatísticas descritivas para os teores de níquel e cobre. As Figuras 4.4 e 4.5 apresentam a distribuição de frequência de teores de níquel e cobre para os dados dos corpos de minério C2 e C3 conjuntamente.

Tabela 4.3 – Estatísticas descritivas para as variáveis Ni e Cu, corpos de minério C2/C3

Estatísticas	Ni (%)	Cu (%)
Média $E[X]$	1,14	0,81
Variância $Var[X]$	1,35	1,08
Desvio Padrão S	1,16	1,04
Coeficiente de Variação	1,02	1,29
Máximo	5,50	5,85
Quartil Superior	1,88	1,00
Mediana	0,62	0,43
Quartil Inferior	0,31	0,15
Mínimo	0,00	0,00
Número de Dados n	304	304

Figura 4.4 – Distribuição de frequência de teores de Ni para os corpos de minério C2 e C3:
histograma (A) e curva acumulativa (B)

Figura 4.5 – Distribuição de frequência de teores de Cu para os corpos de minério C2 e C3:
histograma (A) e curva acumulativa (B)

As distribuições tanto dos dados de Ni quanto de Cu para todos os corpos de minério do depósito são lognormais conforme pode ser observado nas Figuras 4.2 a 4.5.

As curvas acumulativas em escala de logprobabilidade aritmética dos dados de Ni de C2/C3 (Figura 4.4 B) apresentam claras inflexões em 2,20%, e o histograma em C2/C3 (Figura 4.4 A) também realça uma distribuição bi-modal. O que reflete mais uma vez os dois tipos de minério; um de alto teor – minério maciço (MS) e outro de menor teor – minério disseminado (DS). Esta informação se destaca melhor em C2/C3 devido à maior quantidade de MS nestes corpos em relação ao corpo C1.

Também é possível verificar, através das curvas de distribuição acumuladas, os teores marginais de Ni (*background*), ou seja, o valor limite que representa o Ni contido em estrutura cristalina de minerais silicáticos (não-lavráveis) e o presente nos sulfetos (minério real).

Para o corpo C1, onde a rocha hospedeira é PX e GT, este limite é de 0,30% de Ni, para os corpos C2/C3, onde a rocha hospedeira é DU e PD, de caráter ultramáfico com maior quantidade de Ni silicático, é de 0,40% de Ni.

4.3 Tratamento dos Dados de Densidade

Como já salientado, das duas campanhas de sondagem realizadas no depósito apenas a mais recente dispõe de dados de densidade (g/cm^3), tornando o conjunto amostral com disposição espacial muito irregular e com número insuficiente de amostras para se realizar a estimativa geoestatística. Apresenta-se na Tabela 4.4 as estatísticas dos dados de densidade.

Tabela 4.4 – Estatísticas descritivas da variável densidade (g/cm^3) nos corpos de minério C1 e C2/C3

Estatísticas	Corpo C1	Corpos C2/C3
Média $E[X]$	3,04	2,97
Variância $Var[X]$	0,02	0,02
Desvio Padrão S	0,14	0,15
Máximo	3,61	3,52
Mínimo	2,62	1,98
Número de Dados n	912	387

Uma alternativa para esta deficiência é estimar, através de regressão múltipla, os valores da variável densidade com base nas variáveis Ni e Cu, que por sua vez apresentam correlação razoável, como pode ser observado nos diagramas de dispersão do corpo C1 (Figuras 4.6) e dos corpos C2 e C3 (Figura 4.7).

Figura 4.6 – Diagrama de dispersão do Ni (%) em relação ao Cu (%) para o corpo de minério C1

Figura 4.7 – Diagrama de dispersão do Ni (%) em relação ao Cu (%) para os corpos de minério C2 e C3

4.3.1 Regressão Múltipla

Uma regressão linear simples procura explicar o comportamento de uma variável, denominada variável dependente, utilizando outra variável, chamada variável independente. Seja y a variável dependente e x a variável independente, tem-se:

$$y = a + bx \quad (8)$$

com a sendo o coeficiente linear;

b sendo o coeficiente angular e calculado como

$$b = \frac{\sum (x - \bar{x})(y - \bar{y})}{\sum (x - \bar{x})^2} \quad (9)$$

A regressão que mede a relação entre duas variáveis torna-se uma regressão múltipla quando ela é estendida para incluir mais do que uma variável independente ($x_1, x_2, x_3, \dots$) na tentativa de explicar o comportamento da variável dependente y , conforme:

$$y = a + b_1 X_1 + b_2 X_2 + \dots + b_i X_i \quad (10)$$

com b_i sendo o coeficiente angular da i -ésima variável; e

i sendo o número de variáveis independentes.

Montando-se a matriz de correlação entre as variáveis trabalhadas e procedendo a análise de regressão múltipla, obtém-se, além dos coeficientes angulares b_i , os graus de liberdade df , os valores de erro padrão s_e para cada coeficiente, como:

$$s_e^2 = \frac{1}{n - k - 1} \sum_{i=1}^n (y_i - \hat{y}_i)^2 \quad (11)$$

E ainda o coeficiente de determinação R^2 dado por:

$$R^2 = \frac{\sum (\hat{y}_i - \bar{y})^2}{\sum (y_i - \bar{y})^2} \quad (12)$$

O coeficiente de determinação compara valores $\hat{y}$ estimados a y reais e varia de 0 a 1. Se for igual a 1, existirá correlação perfeita na amostra, ou seja, os valores $\hat{y}$ estimados explicam completamente os valores y . Por outro lado, se o coeficiente de determinação for igual a 0, a equação de regressão não terá utilidade para prever um valor y . A Tabela 4.5 apresenta estes parâmetros para cada corpo de minério, onde foram consideradas como variáveis independentes os valores de Ni (x_1) e Cu (x_2) e para a variável dependente os valores de densidade (y).

Tabela 4.5 – Parâmetros de regressão múltipla para as variáveis independentes Ni e Cu e para variável dependente densidade, nos corpos de minério C1 e C2/C3

Estatísticas	Corpo C1	Corpos C2/C3
Coeficiente linear a	2,977080	2,933207
Coeficiente angular b_1	0,066175	0,060728
Coeficiente angular b_2	0,322007	0,079167
Erro padrão s_1	0,021773	0,031927
Erro padrão s_2	0,026820	0,019878
Graus de liberdade df	909	384
Coeficiente de determinação R^2	0,395385	0,158095

Para determinar se um coeficiente angular é útil para prever o valor estimado, pode-se realizar o denominado teste T de Student, descrito em Davis (1986), obtendo-se o valor t com a divisão do coeficiente angular b_k pelo valor do erro padrão s_k .

O valor t obtido é então comparado para um mesmo grau de liberdade df aos valores t da tabela de referência da distribuição de Student (Dawson, 1997), reproduzidos parcialmente na Tabela 4.6.

Para o corpo C1 onde se tem um grau de liberdade de 909, uma variável com estatística t maior do que 2,58 indica que tal variável é significativamente diferente de zero com 99% de certeza, enquanto uma estatística maior do que 1,64 indica o mesmo com 90% de certeza. Ou seja, para amostras menores, valor t tem de ser maior para ter significado estatístico e ser eficiente na estimativa da variável considerada.

Observando-se a Tabela 4.6, onde se apresentam os resultados do valor t obtidos e os valores de referência, em todos os casos observa-se valores t acima de 99% de certeza, indicando que as variáveis Ni e Cu se apresentam eficientes para a estimativa da variável densidade, a exceção da variável Ni nos corpos C2/C3, que apresenta indicadores também consideráveis, mas com valor t acima de 90%.

Tabela 4.6 – Parâmetros do teste T de Student para as variáveis Ni e Cu, nos corpos de minério C1 e C2/C3 e valores t de Referência (adaptado de Dawson, 1997)

Corpo de Minério	Variável	b_k / s_k	Valores t de Referência			
			df	0,01	0,05	0,10
C1	Ni	3,039334	909	2,581249	1,962577	1,646532
	Cu	12,00622				
C2/C3	Ni	1,902099	384	2,588693	1,966161	1,648831
	Cu	3,982598				

Assim para cada bloco com teores estimados de Ni e Cu a densidade foi calculada a partir das fórmulas apresentadas na Tabela 4.7, obtidas em análise de regressão múltipla.

Tabela 4.7 – Equações de regressão para a variável densidade nos corpos de minério C1 e C2/C3

Corpo de Minério	Fórmula
C1	$\text{dens} = 0,32207 * \text{Cu} + 0,066175 * \text{Ni} + 2,977080$
C2 e C3	$\text{dens} = 0,079167 * \text{Cu} + 0,060728 * \text{Ni} + 2,933207$

4.4 Desenho das Unidades Geológicas

A partir dos resultados da análise de agrupamento apresentados no Capítulo 3, foi iniciada a modelagem geológica tridimensional considerando as três unidades geológicas (UI, UU e UM) e as duas unidades de minério (DS e MS).

Os estudos de modelagem de depósitos geralmente estão baseados na interpretação geológica através de seções verticais e/ou horizontais, obtidas através dos dados de sondagem e de mapeamento de superfície.

Assim, toda a área que engloba os corpos de minério foi dividida em 29 seções verticais, com a projeção dos dados de sondagem, que foram então interpretadas tridimensionalmente diretamente em computador, através das ferramentas do *software* Datamine Studio v.3.

A modelagem de superfícies em Datamine é feita através de Modelos Digitais de Terreno (MDT). A superfície envolvente de um corpo geológico pode ser modelada como uma malha triangulada de pontos, similar àquela utilizada para modelar superfícies por modelos tipo MDT, e o termo técnico em inglês para definir este tipo de modelo é *wireframe*, ou, em português, modelo de arames.

As superfícies são modeladas como *wireframes* por uma malha de triângulos, criada a partir de pontos tridimensionais coletados através da superfície desenhada (Henley *et al.*, 1989). Existem na literatura diversos métodos de triangulação de um conjunto de pontos tridimensionais. O sistema Datamine faz uso da Triangulação de Delaunay, que permite criar malhas trianguladas otimizadas e únicas para um determinado conjunto de pontos (Davis, 1986).

Considerando que os corpos de minério deste depósito possuem um controle litológico, onde somente as unidades ultramáfica (UU) e intermediária (UI) são hospedeiras de mineralização sulfetada, para o desenho dos corpos mineralizados foi respeitado os limites das unidade portadoras de minério, garantindo que as unidades DS e MS sejam “envelopadas” pelos sólidos de UU e UI. A Figura 4.8 ilustra o produto final da modelagem geológica.

Figura 4.8 – Modelo geológico tridimensional para as unidades intermediária (UI), ultramáfica (UU) e máfica (UM)

4.5 Desenho dos Corpos Mineralizados

Através da aplicação dos mesmos recursos do sistema Datamine na construção do modelo geológico, deu-se continuidade ao desenho dos corpos de minério considerando os seguintes critérios:

- Desenho considerando exclusivamente os intervalos do campo Lito do banco de dados, com a descrição de minério disseminado (DS) e minério maciço (MS) segundo a estimativa visual de sulfetos;
- Teor de corte de 0,30% de Ni para os corpos C1 e de 0,40% de Ni para os corpos C2/C3;
- Intervalo mínimo considerado de 1 m para minério maciço e 2 m para minério disseminado, quando estes se encontram isolados não apresentando continuidade lateral;
- Diluição interna aceitável desde que a parte menor e/ou mais pobre de minério pague sozinha pelo estéril. A análise foi realizada caso a caso, ponderando-se a espessura do intervalo através da ferramenta *composite* do Datamine;
- Continuidade, geometria e mergulho dos corpos de acordo com conhecimento geológico prévio;
- Os corpos de minério foram desenhados respeitando os limites da unidade UU para os corpos C2/C3 e da unidade UI para o corpo C1, garantindo assim que só ocorram DS e MS em litologias portadoras de mineralização;
- Todo traço do contorno do minério foi cuidadosamente amarrado ao ponto limite do intervalo de amostra, através do recurso de *snaping* do Datamine. Esta ferramenta garante que todas amostras mineralizadas estejam contidas nos sólidos.

Primeiramente foram desenhados os sólidos dos corpos de minério disseminado (DS) e depois os corpos maciços (MS). Sendo respeitado assim os limites do disseminado, de forma análoga às unidades geológicas, garantindo assim que os corpos de sulfeto maciço fossem “envelopados” pelos sólidos de sulfeto disseminado, salvo exceções em que existe limitação de triangulação do próprio Datamine.

A Figura 4.9 apresenta a envoltória tridimensional gerada no modelamento dos corpos de minério.

Figura 4.9 – Modelo tridimensional para os corpos de minério contíguos C1, C2 e C3

4.6 Modelo de Blocos

Uma vez criados os modelos tipo *wireframe*, pode-se calcular de modo preciso o volume definido pelo seu contorno (Tabela 4.8). No entanto, estes modelos representam apenas a superfície dos corpos geológicos e não são capazes de armazenar a variação de teores ou de qualquer outro atributo espacial.

Assim, antes de se aplicar qualquer método de estimativa, visando o cálculo de recursos minerais, deve-se elaborar um modelo tridimensional de blocos. O modelo de blocos é uma representação tridimensional, referenciada espacialmente, das informações geométricas e interpretações geológicas, compostas pelos denominados blocos de cubagem.

Normalmente os modelos de blocos possuem dimensões fixas, o que trás a vantagem da simplificação para efeito da aplicação de algoritmos aos atributos nestes blocos contidos (De Tomi, 2001). No entanto, se considerarmos depósitos com geologia complexa, como o que é abordado neste trabalho, é necessário definir outros parâmetros para geração de blocos em porções mais detalhadas do depósito.

Tabela 4.8 – Volume dos sólidos tridimensionais

Corpo de Minério	Volume (m³)	Número de Blocos
C1	608,352.20	6119
C2 e C3	273,619.20	2642

As dimensões totais do modelo de blocos são de 1520 m na direção E-W (x), 1080 m na direção N-S (y) e 520 m em z , englobando assim todos os corpos de minério contíguos e permitindo sua utilização, tanto para armazenamento dos valores provenientes da estimativa das variáveis contínuas, quanto das variáveis categóricas.

Como a malha de sondagem se dispõe segundo a direção E-W e com espaçamento médio entre furos de 40 x 40 m, os blocos foram gerados segundo esta mesma direção e com um quarto deste comprimento, sendo que na direção perpendicular (z) adotou-se uma medida de 1 m, em concordância ao tamanho amostral regularizado. Assim, o tamanho de bloco adotado é de 10 x 10 x 1, sendo considerado uma discretização regular de 2 x 2 x 1 (U, V, W).

Capítulo 5

Análise Geoestatística e Estimativa por Krigagem Ordinária

No estudo desenvolvido são utilizados tanto dados quantitativos, no caso os teores dos elementos níquel (Ni) e cobre (Cu), quanto dados qualitativos, que são as informações das litologias às quais estão associadas as mineralizações.

Assim tem-se dois bancos de dados distintos: um de variáveis contínuas e outro de variáveis categóricas, nos quais pretende-se verificar alguma correlação através da aplicação de análises estatísticas e geoestatísticas.

Neste capítulo consideram-se somente as variáveis contínuas. As análises aqui apresentadas foram desenvolvidas através do *software* Isatis v.6 (Geovariances, 2007)

5.1 Fundamentação Bibliográfica

A geoestatística, formalizada inicialmente por G. Matheron (Matheron, 1965), que visava a solução de problemas de estimativa de reservas minerais, é um método probabilístico que se utiliza da posição espacial das observações para estudar a variabilidade dos valores amostrados, ou seja, trata-se de uma ferramenta que permite estimar valores em locais não amostrados levando em conta o comportamento espacial de um dado fenômeno enfocado.

A geoestatística se baseia no conceito da Teoria das Variáveis Regionalizadas, que leva em consideração a localização geográfica e a dependência espacial entre as amostras.

As técnicas da estatística clássica assumem que todas as amostras são aleatórias e independentes de uma distribuição de probabilidade simples - esta suposição é chamada estacionaridade (Journel & Huijbrets, 1978). Sua aplicação não envolve qualquer conhecimento da posição atual das amostras ou do relacionamento entre amostras. Já a geoestatística assume que a distribuição das diferenças de variáveis entre dois pontos amostrados é a mesma para todo o depósito, e que isto depende somente da distância entre eles e da orientação dos pontos.

5.2 O Variograma

Para se estudar o grau de dispersão natural das variáveis regionalizadas como função do espaço utiliza-se a função semivariograma $\gamma(h)$, que é a metade da função variograma $2\gamma(h)$.

No entanto, como é usual na literatura, os termos variograma e semivariograma serão tratados indistintamente, sendo referida a função $\gamma(h)$ como variograma.

$$\gamma(h) = \frac{1}{2} E\{[Z(x+h) - Z(x)]^2\} \quad (13)$$

ou, em termos computacionais:

$$\gamma(h) = \frac{1}{2n} \sum_{i=1}^n [Z(x+h) - Z(x)]^2 \quad (14)$$

onde $Z(x)$ é o valor que a variável assume no ponto de coordenadas (x, y, z) ;

$Z(x+h)$ é o valor da variância regionalizada no ponto de coordenadas (x, y, z) , adicionado de um incremento de distância h e

n é o número de pares de pontos.

A variância é conhecida na geoestatística como $C(0)$, ou seja, a covariância para distância de separação nula.

Em Yamamoto (2001) é descrito o desenvolvimento matemático que permite expressar a função variograma $2\gamma(h)$ em termos da variância $C(0)$, como segue:

$$\gamma(h) = C(0) - C(h) \quad (15)$$

A representação gráfica da função variograma é o variograma, e a partir dele pode-se observar algumas propriedades que descrevem o comportamento das variáveis regionalizadas.

As principais propriedades de um variograma são a amplitude (*range, portée*), o patamar (*sill, palier*) e o efeito pepita (*nugget effect*), que estão ilustradas na Figura 5.1. A interpretação do variograma permite obter parâmetros que descrevem o comportamento espacial das variáveis regionalizadas.

Figura 5.1 – Variograma típico e suas propriedades (Yamamoto, 2001)

O alcance, determinado pela máxima amplitude do variograma, é a distância até a qual as amostras apresentam correlação espacial. Logo, a amplitude reflete o grau de continuidade entre amostras, quanto maior for a amplitude, maior será a continuidade entre as amostras.

O patamar é o valor no qual o variograma estabiliza-se, sendo o ponto a partir do qual as amostras tornam-se independentes devido à grande distância que as separa.

O efeito pepita é o valor da função variograma próximo à origem ($h = 0$). Teoricamente esse valor é zero, pois duas amostras tomadas no mesmo ponto têm os mesmos valores; entretanto a pequenas distâncias, próximas à zero, este valor pode ser maior que zero, caracterizando uma descontinuidade próximo à origem. Esta diferença geralmente é atribuída à erros de amostragem, erros analíticos e também à própria variabilidade natural do depósito.

Para se ilustrar esse fenômeno as Figuras 5.2 e 5.3 apresentam os dados de amostras de replicata (*replicate*), que faz parte do pacote de controle de qualidade (QA/QC) utilizado pela empresa. Tais amostras são tomadas como $\frac{1}{4}$ do testemunho já amostrado no mesmo intervalo de-até e são utilizadas para avaliar justamente a variabilidade em um mesmo ponto amostral.

Figura 5.2 – Gráfico de máximos e mínimos ilustrando dispersão entre pares de amostras originais e replicatas para a variável Ni, linha de alerta em vermelho

Figura 5.3 – Gráfico de máximos e mínimos ilustrando dispersão entre pares de amostras originais e replicatas para a variável Cu, linha de alerta em vermelho

Os gráficos x, y plotam o valor máximo dos pares de replicatas (eixo y) e o valor mínimo dos pares de replicatas (eixo x) sem considerar quais amostras são originais ou replicatas. Como não há dependência entre as amostras este procedimento é aceitável e mostra todos os dados do lado de cima da linha $x = y$ permitindo uma melhor avaliação da dispersão e valores discrepantes com uso de uma linha de alerta em vermelho (Procedimento Interno da Empresa).

A linha de alerta foi construída considerando os procedimentos de rotina adotados pela indústria mineral, que indicam um intervalo entre 20 e 25% como margens percentuais

de diferenças ou erros esperados entre as amostras originais e as replicatas. Assim tem-se a seguinte equação da reta:

$$y = 1.25x + 0.030 \quad (16)$$

onde 1.25 é a inclinação que aproxima $\pm 25\%$ do erro relativo e a constante 0.030, sendo aproximadamente 30 vezes o limite de detecção para o método analítico utilizado (ICP-AES), tanto para Ni quanto para Cu, acima do qual a precisão tende a ser constante.

Estes resultados mostram que duas amostras de furo de sondagem, mesmo que repetidas diversas vezes na mesma posição espacial, apresentarão diferentes resultados analíticos destacando uma variabilidade intrínseca ao depósito.

No caso, como se dispõe dos resultados analíticos para duas amostras em uma mesma posição espacial é possível quantificar este fenômeno como variância espacial, aplicando-se a equação (13) para distância $h = 0$ (Tabela 5.1), se considerarmos como nulos ou insignificantes os possíveis erros analíticos e/ou os erros no procedimento de amostragem.

Tabela 5.1 – Valores de variância espacial para amostras replicatas segundo os corpos de minério

Corpos de minério	Variância Ni (%)	Variância Cu (%)
C1	0,08	0,10
C2/C3	0,14	0,18

5.3 Continuidade Espacial

Os fenômenos naturais não se distribuem homoganeamente no espaço e casos de depósitos minerais isotópicos são extremamente raros, assim variogramas determinados ao longo de diferentes direções da jazida podem mostrar diferentes comportamentos, chamadas de anisotropias. As anisotropias refletem diferentes alcances e diferentes patamares nos variogramas.

A anisotropia pode ser identificada facilmente através da confecção e análise de variogramas em várias direções, sendo este procedimento chamado de análise estrutural e.g. Huijbregts (1975), Olea (1991), Yamamoto (2001), que depois de finalizado permite que se obtenha os valores de amplitude e patamar, com os quais se constrói uma rosácea, à

qual se ajusta uma elipse visando a definição precisa da direção de anisotropia, bem como a quantificação dos eixos de maior e menor alongação (Isaaks & Srisvastava, 1989).

Realizou-se a análise estrutural optando-se pelas direções E-W (N90), na qual as unidades ultramáficas e conseqüentemente os corpos mineralizados apresentam-se alongados, perpendicularmente a esta (N0) e verticalmente (D-90), verificando-se assim anisotropias para todas variáveis e domínios trabalhados. Com as direções principais de anisotropia definidas, as coordenadas x , y e z passam a ser referidas como U , V e W , respectivamente, mostrando que já estão rotacionadas. Após esta etapa procede-se ao cálculo do variograma de pontos, dito experimental, através da aplicação da equação (14) a cada par de pontos.

Para a comparação entre valores de amostras separadas por uma distância h denominada de passo (lag), além da definição das direções de anisotropia, também é necessário a definição de uma janela de pesquisa definida por um ângulo de tolerância e a própria tolerância destas diversas distâncias.

Os variogramas experimentais foram calculados adotando-se, como limites da janela de pesquisa, um ângulo de tolerância de 45° em todas direções e metade do comprimento do passo para todos os passos. Os demais parâmetros utilizados estão apresentados na Tabela 5.2.

O variograma de pontos obtido com os dados amostrais é chamado experimental e representa a dissimilaridade dos pares de pontos separados por determinadas distâncias, ou classes de distâncias, pré-definidas e constantes, em outras palavras, o variograma experimental representa uma função discreta. Porém, é necessário o conhecimento da variância espacial continuamente no domínio, assim faz-se necessário o ajuste de uma função matemática que descreva a variabilidade ou a correlação espacial existente nos dados.

Esse ajuste de uma função matemática contínua e conhecida recebe o nome de ajuste de modelos teóricos de variograma. Os modelos são ajustados de acordo com diversas equações que evidenciam características distintas de funções aleatórias (Ribeiro & Assis, 2007).

Tabela 5.2 – Parâmetros utilizados no cálculo dos variogramas experimentais para as variáveis Ni e Cu, segundo os corpos de minério

Direção	Passo (m)	Número de Passos
Corpo C1 – Variável Ni		
N90	55	6
D-90	1	100
N0	5	6
Corpo C1 – Variável Cu		
N90	55	6
D-90	1	20
N0	5	6
Corpo C2/C3 – Variável Ni		
N90	40	6
D-90	1	20
N0	20	6
Corpo C2/C3 – Variável Cu		
N90	40	6
D-90	1	20
N0	18	6

O modelo mais comum é o esférico de Matheron, que é obtido por integração do volume de intersecção de duas esferas, separadas por uma distância h . Este modelo é representado pela função:

$$\gamma(h) = C \left[\frac{3}{2} \frac{|h|}{a} \right] - \left[\frac{1}{2} \left(\frac{|h|}{a} \right)^3 \right] \quad (17)$$

O modelo exponencial de Formery é linear na origem e é dos modelos mais utilizados em ajustes de teores de jazidas minerais, sendo dado por:

$$\gamma(h) = C \left[1 - e^{-\frac{|h|}{a}} \right] \quad (18)$$

O modelo de Gauss tem comportamento parabólico próximo à origem indicando grande continuidade da variável regionalizada, sendo representado por:

$$\gamma(h) = C \left[1 - e^{-\left(\frac{|h|}{a}\right)^2} \right] \quad (19)$$

O modelo linear e os modelos potenciais não possuem patamar e sua equação pode ser generalizada por:

$$\gamma(h) = C \frac{|h|^\alpha}{a} \quad (20)$$

A maioria dos fenômenos espaciais raramente são simples e permitem ser representados por apenas uma destas funções. Normalmente, coexistem estruturas que são representadas por um conjunto imbricado de variogramas.

Cada direção onde são analisadas as variabilidades espaciais representa a soma de todas as variabilidades existentes às demais direções. A soma dos patamares das diferentes estruturas é o patamar global. Esse modelo é chamado de *poupée gigogne* ou modelo imbricado e sua representação é possível através da soma de variogramas, como segue (Ribeiro & Assis, 2007):

$$\gamma(h) = \gamma_1(h) + \gamma_2(h) + \gamma_3(h). \quad (21)$$

As Figuras 5.4 a 5.7 apresentam os modelos teóricos ajustados aos variogramas experimentais, obtidos para as variáveis Ni e Cu nos corpos de minério e a Tabela 5.3 resume estes dados.

Tabela 5.3 – Parâmetros do ajuste de modelos teóricos para as variáveis Ni e Cu, segundo os corpos de minério

Estruturas	U (m)	V (m)	W (m)	Patamar
Corpo C1 – Variável Ni – Modelo Esférico				
Efeito pepita	-	-	-	0,070
1ª Estutura	10	9	7.98	0,095
2ª Estutura	161	11,2	10	0,078
3ª Estutura	-	11,4	-	0,025
Corpo C1 – Variável Cu – Modelo Esférico				
Efeito pepita	-	-	-	0,140
1ª Estutura	60	9	4	0,165
2ª Estutura	145	-	4	0,110
3ª Estutura	-	-	4	0,067
Corpo C2/C3 – Variável Ni – Modelo Esférico				
Efeito pepita	-	-	-	0,400
1ª Estutura	58	8	2,92	1,100
2ª Estutura	90	36,6	-	0,210
3ª Estutura	126	-	-	0,460
Corpo C2/C3 – Variável Cu – Modelo Exponencial				
Efeito pepita	-	-	-	0,750
1ª Estutura	25	31	1,4	0,970
2ª Estutura	0,1	-	1,95	0,050
3ª Estutura	87	-	-	0,142

Figura 5.4 – Variogramas experimentais e modelos ajustados para variável Ni no corpo de minério C1

Figura 5.5 – Variogramas experimentais e modelos ajustados para variável Cu no corpo de minério C1

Figura 5.6 – Variogramas experimentais e modelos ajustados para variável Ni no corpos de minério C2/C3

Figura 5.7 – Variogramas experimentais e modelos ajustados para variável Cu no corpos de minério C2/C3

A consistência dos pontos do variograma depende exclusivamente do número de pares de amostras. Para fins práticos Journel & Huijbregts (1978) recomendam utilizar entre 30 e 50 pares de amostras para o cálculo dos pontos do variograma experimental.

Yamamoto (2001) ressalta que se deve sempre observar o número de pares de pontos usado para o cálculo de $\gamma(h)$ próximo à origem do variograma, tomando cuidado para que, no momento do ajuste do modelo de variograma, os pontos que definirão o efeito pepita, se houver, deverão conter o maior número de pares possíveis e deve-se descartar aqueles com um número muito inferior ao locado imediatamente após.

Os pontos com número baixo de pares de amostras foram ignorados para fins de modelagem, como pode-se observar nos variogramas experimentais.

Os modelos ajustados apresentaram melhor continuidade, para as duas variáveis estudadas, na direção coincidente com o eixo principal de elongação dos corpos mineralizados – N90.

Em todos corpos de minério a variável teor de Ni mostra no variograma melhor estruturação em relação a variável Cu, mais descontínua, principalmente nos corpos C2/C3. Tal informação já era esperada, dado que nestes corpos o minério sulfetado apresenta quase que exclusivamente a associação de MSS típica (pirrotita e pentlandita com calcopirita) ocorrendo de forma localmente e em menor quantidade que em C1.

Segundo a direção principal são obtidas amplitudes da ordem de 150 metros para as duas variáveis, no entanto se considerarmos sua direção perpendicular em superfície, nota-se que no corpo C1 há maiores amplitudes do que nos contíguos C2/C3. Este fato é perfeitamente condizente com a própria geometria dos corpos, que na porção norte do depósito (C2/C3) são tabulares e pouco espessos, enquanto no sul o minério ocorre mais amplamente disseminado com maior espessura (C1).

Destaca-se também que a continuidade espacial na direção perpendicular à superfície (D-90) se mostrou pouco estruturada em todos variogramas. Cabe lembrar que os corpos C2/C3 possuem mergulho subvertical, e que durante a etapa de análise estrutural foram testados diferentes mergulhos para os variogramas experimentais, sem melhora significativa nos resultados.

Retomando os resultados de variância espacial para as amostras de replicatas, apresentados na Tabela 5.1, e comparando-os aos valores de efeito pepita adotados nos ajustes variográficos, verifica-se que ambos são em geral muito parecidos, no entanto, para o corpo C1 se tem uma maior proximidade entre os valores, enquanto os corpos C2/C3 mostram uma maior variabilidade natural.

5.4 Parâmetros de Vizinhança Local e Elipsóide de Busca

A função variograma, além de servir para a organização do sistema de krigagem, também fornece os valores de amplitude para definição dos eixos de maior e menor alongação do elipsóide de busca. A Tabela 5.4 resume os valores adotados na construção de cada elipsóide utilizado.

Os parâmetros de vizinhança local definem os pontos de amostragem que serão efetivamente utilizados pelos métodos de interpolação. Este procedimento é importante para garantir uma boa amostragem espacial, evitando-se o agrupamento de pontos.

Também é necessário definir o número de amostras mínimo e o ideal para a estimativa de um bloco, afim de evitar a suavização causada pela utilização de muitas amostras e um valor muito semelhante ao do ponto mais próximo em caso de poucas.

Adotou-se a busca de amostras dividindo o elipsóide de busca em octantes (8 setores), com um número ótimo de 1 amostra por setor e um mínimo de 4 amostras para a estimativa de um determinado bloco.

Tabela 5.4 – Raios de busca adotados para a estimativa

Variogramas		U (m)	V (m)	W (m)
Corpo C1	Ni	161	11.4	10
	Cu	145	9	4
Corpos C2/C3	Ni	126	36.6	2.92
	Cu	87	31	1.95

5.5 Validação Cruzada

A validação cruzada é uma técnica utilizada para aferir o modelo teórico de variograma e também para definir a melhor vizinhança a ser utilizada. Encontra-se melhor descrita em (Isaaks & Srivastava, 1989), porém resumidamente pode ser apresentada como a estimativa de pontos amostrados com base nos parâmetros do modelo teórico de variograma e de vizinhança.

Deve-se ressaltar que como a krigagem é, por definição, uma técnica condicional, para a validação cruzada o valor da variável no ponto amostrado deve ser mascarado.

O valor no ponto amostrado $Z(x_0)$ é retirado do conjunto de dados e este é então estimado por meio da krigagem ordinária pontual $Z(x_0)^*$, levando em conta os valores amostrais circunvizinhos e o modelo teórico de variograma ajustado. Avaliam-se as estatísticas básicas deste novo conjunto de dados em relação ao banco de dados original, o erro de estimativa é a diferença entre o valor original e o estimado.

No entanto, como ressalta Soares (2006), um teste de validação cruzada não significa necessariamente que estamos perante um modelo adequado ao fenômeno estudado, pois pequenas regiões de grande variabilidade local produzem elevados desvios entre valores estimados e reais.

Na Tabela 5.5 apresentam-se os valores de média e variância do erro padronizado $(Z^* - Z)/S^*$, o coeficiente de correlação entre valor real e estimado, além do número de amostras que foi possível estimar considerando os parâmetros de vizinhança adotados.

Pode-se considerar que os resultados são adequados considerando um limiar de +2.5 ou -2.5 para os valores de variância do erro padronizado, o que representaria 90% dos dados acima da margem de erro de 10%. Sendo assim, para todas variáveis se verifica tal condição podendo-se considerar os modelos teóricos adotados como válidos.

Tabela 5.5 – Parâmetros estatísticos obtidos da validação cruzada para os modelos variográficos das variáveis Ni e Cu, segundo os corpos de minério

Modelos de Variogramas		Amostras Originais	Amostras Estimadas	Coeficiente de Correlação	Média do Erro Padronizado	Variância do Erro Padronizado
Corpo C1	Ni	912	897	0.596	0.00705	1.00087
	Cu	912	884	0.503	0.00041	0.93857
Corpos C2/C3	Ni	304	274	0.549	0.01114	1.26230
	Cu	304	213	0.380	0.00447	0.71831

5.6 Estimativa por Krigagem Ordinária

Os métodos de estimativas geoestatísticos podem ser divididos em dois grupos: krigagem linear (ao exemplo da krigagem simples e krigagem ordinária) e krigagem não-linear (como krigagem lognormal e krigagem de indicadores), a depender de que tipo de variável se está trabalhando e que objetivo se está buscando. O primeiro grupo faz uso direto dos valores amostrais originais, enquanto que para o segundo é realizada uma transformação matemática dos dados originais antes da estimativa.

Para as variáveis contínuas foi utilizada a técnica de estimativa denominada de krigagem ordinária, enquanto que para as variáveis categóricas foi feito um estudo através da krigagem de indicadores.

Segundo Brooker (1979) as técnicas geoestatísticas de estimativa são superiores porque permitem o cálculo do erro associado às estimativas, sendo tal erro chamado de variância de krigagem. Assim o mesmo autor define krigagem como o procedimento que permite calcular os ponderadores para uma dada configuração espacial de blocos e amostras com mínima variância de erro.

Vários fatores são considerados pelo método de krigagem, como o número, a posição espacial e a distância das amostras, além da qualidade dos dados e da continuidade espacial das variáveis (Armstrong, 1998).

A krigagem é um método que permite estimar o valor desconhecido $Z^*(x_0)$ associado a um ponto, área ou volume a partir de um conjunto de n dados $\{Z(x_i), i = 1, n\}$ disponíveis.

O estimador $Z^*(x_0)$ poderá ser obtido como uma combinação linear dos dados disponíveis, conforme:

$$Z^*(x_0) = \sum_{i=1}^n \lambda_i Z(x_i) \quad (22)$$

Os ponderadores $(\lambda_i, i = 1, n)$ são obtidos da resolução de um sistema de equações lineares denominado sistema de krigagem, conforme o desenvolvimento matemático a seguir, transcrito de Yamamoto (2001).

Como se deseja um estimador não tendencioso, considera-se:

$$E[Z(x_0) - Z^*(x_0)] = 0 \quad (23)$$

A relação acima impõe que as duas médias sejam iguais; portanto aplicando-se a equação (22) em (23), obtém-se:

$$E[Z(x_0)] = E\left[\sum_{i=1}^n \lambda_i Z(x_i)\right] \Rightarrow m = \sum_{i=1}^n \lambda_i m \quad (24)$$

Deve-se considerar a condição de não enviesamento para $Z^*(x_0)$ como:

$$\sum_{i=1}^n \lambda_i = 1 \quad (25)$$

Journal (1988) mostra que, minimizando a variância do erro $Var[Z(x_0) - Z^*(x_0)]$ sob a condição expressa pela equação (25), os valores λ_i são obtidos a partir do seguinte sistema de equações, denominado sistema de krigagem ordinária:

$$\begin{cases} \sum_{i=1}^n \lambda_i C(x_i - x_j) - \mu = C(x_0 - x_i) & \text{para } i = 1, n \\ \sum_{i=1}^n \lambda_i = 1 \end{cases} \quad (26)$$

onde $C(x_i - x_j)$ refere-se à função covariância correspondente a um vetor h , com origem em x_i e extremidade em x_j .

$C(x_0 - x_i)$ refere-se à função covariância correspondente a um vetor h , com origem em x_i e extremidade no ponto a ser estimado x_0 .

μ é o multiplicador de Lagrange necessário para a minimização da variância do erro.

Em termos matriciais, as equações (26) são representadas como:

$$\begin{bmatrix} C(x_1 - x_1) & C(x_1 - x_2) & \cdots & C(x_1 - x_n) & 1 \\ C(x_2 - x_1) & C(x_2 - x_2) & \cdots & C(x_2 - x_n) & 1 \\ \vdots & \vdots & \ddots & \vdots & \vdots \\ C(x_n - x_1) & C(x_n - x_2) & \cdots & C(x_n - x_n) & 1 \\ 1 & 1 & \cdots & 1 & 0 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \lambda_1 \\ \lambda_2 \\ \vdots \\ \lambda_n \\ \mu \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} C(x_0 - x_1) \\ C(x_0 - x_2) \\ \vdots \\ C(x_0 - x_n) \\ 1 \end{bmatrix}$$

A correspondente variância minimizada do erro, denominada variância de krigagem ordinária σ_E^2 , é dada pela expressão (Journel, 1988):

$$\sigma_E^2 = Var[Z(x_0) - Z^*(x_0)] = C(0) - \sum_{i=1}^n \lambda_i C(x_i - x_0) - \mu \quad (27)$$

Com objetivo de quantificar os recursos do depósito aplicou-se as equações de krigagem a cada bloco do modelo, tendo como base os variogramas e os parâmetros de vizinhança local e elipsóide de busca já definidos. Os resultados são apresentados na Tabela 5.6.

Tabela 5.6 – Número de blocos estimados para as variáveis Ni e Cu, segundo os corpos de minério

Variável	Número de blocos estimados	Número total de blocos	Porcentagem de blocos estimados (%)
Modelo C1			
Ni	5736	6119	93,7
Cu	4538	6119	74,2
Modelo C2 e C3			
Ni	834	2642	31,6
Cu	321	2642	12,1

5.7 Classificação de Recursos

O código *JORC* (AusIMM, 1999), amplamente difundido na indústria mineral, define recurso mineral medido como parte do recurso mineral que tenha quantidade, teor ou qualidade, densidade e características físicas bem conhecidas, sendo que estas foram estimadas com confiança suficiente para permitir uma aplicação apropriada de parâmetros técnicos e econômicos, a fim de darem suporte a um plano de exploração e produção no estudo de viabilidade econômica de um depósito.

A estimativa do recurso medido é baseada em uma exploração detalhada, com informações de testes e amostragem extraídos através de técnicas apropriadas em locais como afloramentos, trincheiras, cavas, trabalhos mineiros e sondagens em malhas fechadas que confirmem a continuidade geológica e de teor.

Caso a continuidade geológica e de teor sejam razoavelmente assumidos o recurso é definido como indicado. Quando a quantidade e teor ou qualidade do recurso mineral pode ser estimado com base em evidências geológicas e amostragem limitada e razoavelmente assumida, mas não verificada, o recurso é então classificado como inferido (AusIMM, 1999).

Os resultados apresentados na Tabela 5.5 mostram que nem todos os blocos, presentes dentro dos sólidos que representam os corpos de minério, foram estimados através dos parâmetros geoestatísticos. Estes resultados refletem uma baixa densidade amostral e a necessidade de adensamento da malha de sondagem.

Segundo Souza (2002), as principais classificações de recursos são baseadas principalmente em dois critérios; na distribuição espacial dos dados ou na confiança ou grau de incerteza do método de estimativa aplicado. Neste trabalho a classificação de recursos esta baseada nos alcances variográficos.

Portanto, levando-se em conta as definições do código *JORC*, os recursos do presente depósito são classificados em indicados, quando se tem uma garantia de continuidade geológica, ou seja, quando o bloco estimado honra totalmente o alcance do variograma.

Para os blocos não estimados dentro da área mineralizada, os alcances variográficos (Tabela 5.4) foram multiplicados, e então tais recursos foram considerados como inferidos. No corpo C1 os alcances variográficos de Ni e Cu foram multiplicados por três e quatro vezes respectivamente, e nos corpos C2 e C3 por doze e dezoito vezes respectivamente. Este procedimento é considerado válido pois, embora se esteja trabalhando no campo aleatório, as equações de krigagem ainda consideram o patamar dos variogramas e as estimativas se aproximam da média do depósito.

Os recursos minerais totais foram então quantificados a partir da equação básica para cálculo de recursos (28) e na Tabela 5.7 apresentam-se tais resultados.

$$R = \sum_{i=1}^n T_i \cdot V_i \cdot D_i \quad (28)$$

onde T_i é o teor do i-ésimo bloco, V_i é o volume do i-ésimo bloco e D_i é a densidade do i-ésimo bloco.

Tabela 5.7 – Recursos minerais dos corpos de minério C1 e C2/C3, estimados por KO

Corpo Minério	Volume (m ³)	Dens (g/cm ³)	Tonelagem (ton)	Teor Ni (%)	Teor Cu (%)
Recursos Indicados					
C1	566.514,84	3,21	1.825.212,94	0,49	0,64
C2 e C3	82.602,34	3,07	253.264,03	1,17	0,79
Total	649.117,19	3,20	2.078.476,97	0,58	0,66
Recursos Inferidos					
C1	41.085,16	3,23	132.707,87	0,47	0,69
C2 e C3	189.918,75	3,05	579.539,86	1,05	0,70
Total	231.003,91	3,08	712.247,73	0,95	0,70
Recursos Totais					
C1	607.600,00	3,22	1.957.920,81	0,49	0,64
C2 e C3	272.521,09	3,05	832.803,39	1,08	0,73
Total Global	880.121,09	3,17	2.790.724,70	0,67	0,66

A classificação de recursos segundo os critérios adotados apresenta aproximadamente 75% dos recursos sendo tidos como indicados, o que mostra que o método de estimativa é válido, podendo considerar os resultados como satisfatórios.

A Figura 5.8 apresenta os depósitos de níquel de classe mundial e o depósito em estudo plotados segundo teor e tonelagem. Destaca-se que o depósito estudado, assim como as demais intrusões toleíticas, apresentam mais baixos teores e tonelagem com relação aos demais tipos, embora ainda assim sejam expressivos no contexto de reservas mundiais de níquel.

Figura 5.8 – Recursos estimados dos principais depósitos sulfetados de Ni classe mundial (adaptado de Naldrett, 2004)

Capítulo 6

Análise Geoestatística por Krigagem Indicadora

Este capítulo aborda os estudos geoestatísticos desenvolvidos através da aplicação da krigagem indicadora com os dados da variável unidade litológica, e sua comparação com os resultados obtidos por krigagem ordinária.

6.1 Fundamentação Bibliográfica

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

O conceito inicial foi apresentado por Journel (1983) como uma proposta para construir uma função de distribuição de probabilidades acumuladas (*cumulative distribution function - cdf*) para a estimativa de distribuições espaciais.

Na krigagem indicadora é necessário a realização de uma transformação não linear sobre o conjunto $Z(x)$ de dados amostrais, a qual é denominada *codificação por indicação* (Imai *et al.*, 2003).

Inicialmente o código litológico é convertido em variável indicadora, onde a presença de determinada litologia é indicada com valor 1 e ausência com valor 0.

Assim, os dados do campo Unid, que resumem todas as possíveis litologias do depósito em 5 unidades geológicas, foram transformados para valores de 1 e 0 e, então, foram aplicados os mesmos procedimentos descritos no Capítulo 5 quanto a análise estrutural espacial, confecção de variogramas experimentais e posterior ajuste de função matemática descrevendo os fenômenos espaciais identificados.

6.2 Variografia

A análise estrutural inicial, segundo as direções N0, N45, N90 e N135, também apontou como direção de maior continuidade a direção N90 (U) para as variáveis categóricas, sendo suas perpendiculares referidas como N0 (V) e D-90 (W), da mesma forma que para as variáveis contínuas.

A parâmetros utilizados na confecção dos variogramas experimentais estão resumidos na Tabela 6.1, os limites da janela de pesquisa são os mesmos utilizados na krigagem ordinária: ângulo de tolerância de 45° em todas direções e metade do comprimento do passo para todos variogramas.

Tabela 6.1 – Parâmetros utilizados no cálculo dos variogramas experimentais para as variáveis DS, MS, UI, UM e UU

Direção	Passo (m)	Número de Passos
Variável DS		
N90	51	6
D-90	1	100
N0	18	6
Variável MS		
N90	38	6
D-90	1	100
N0	18	6
Variável UI		
N90	38	8
D-90	1	100
N0	28	10
Variável UM		
N90	40	10
D-90	1	100
N0	28	12
Variável UU		
N90	40	20
D-90	1	250
N0	20	20

As Figuras 6.1 a 6.5 apresentam os modelos teóricos ajustados aos variogramas experimentais para as variáveis DS, MS, UI, UM e UU enquanto que a Tabela 6.2 resume os dados assim obtidos com tais modelos.

Tabela 6.2 – Parâmetros obtidos através do ajuste de modelos teóricos para as variáveis DS, MS, UI, UM e UU

Estruturas	U (m)	V (m)	W (m)	Patamar
Variável DS – Modelo Esférico				
Efeito pepita	-	-	-	0,0060
1ª Estutura	55	22	32	0,0460
2ª Estutura	100	36	-	0,0042
3ª Estutura	-	36	-	0,0062
Variável MS – Modelo Esférico				
Efeito pepita	-	-	-	0,0015
1ª Estutura	47	40	6.8	0,0018
2ª Estutura	47	40	-	0,0026
3ª Estutura	-	40	-	0,0003
Variável UI – Modelo Esférico				
Efeito pepita	-	-	-	0,060
1ª Estutura	15	35	35	0,130
2ª Estutura	45	90	8	0,015
3ª Estutura	150	-	-	0,020
Variável UM – Modelo Exponencial				
Efeito pepita	-	-	-	0,030
1ª Estutura	60	60	45	0,125
2ª Estutura	120	60	-	0,010
3ª Estutura	120	-	-	0,008
Variável UU – Modelo Esférico				
Efeito pepita	-	-	-	0,02
1ª Estutura	600	300	240	0,29
2ª Estutura	600	300	-	0,03
3ª Estutura	-	400	-	0,03

Figura 6.1 – Variogramas experimentais e modelos ajustados para variável DS

Figura 6.2 – Variogramas experimentais e modelos ajustados para variável MS

Figura 6.3 – Variogramas experimentais e modelos ajustados para variável UI

Figura 6.4 – Variogramas experimentais e modelos ajustados para variável UM

Figura 6.5 – Variogramas experimentais e modelos ajustados para variável UU

Todas as variáveis categóricas mostram variogramas bem estruturados, com alcances médios de 100 metros na direção principal N90, à exceção da variável MS (unidade de minério maciço) que dispõe de um número muito limitado de amostras, e apresenta um alcance de 47 metros. Já a variável UU (unidade ultramáfica), por ser representada por um alto número de amostras, mostrou alta correlação entre pares de amostras atingindo um alcance de 600 metros segundo a direção principal.

6.3 Parâmetros de Vizinhança Local e Elipsóide de Busca

Analogamente aos parâmetros de vizinhança local definidos para as variáveis contínuas, aqui também se adotou a busca de amostras dividindo o elipsóide de busca em octantes, com um número ótimo de 1 amostra por setor e um mínimo de 4 amostras para um determinado bloco. A Tabela 6.3 resume os demais parâmetros.

Tabela 6.3 – Parâmetros adotados nos elipsóides de busca para os respectivos variogramas

Variogramas	U (m)	V (m)	W (m)
DS	100	36	32
MS	47	40	6.8
UM	120	60	45
UI	150	90	35
UU	600	400	240

6.4 Distribuição de Probabilidades

Segundo a geoestatística os valores de um determinado atributo num determinado ponto do espaço x podem ser considerados como uma realização de uma variável aleatória, descrita como $Z(x)$. No ponto x , portanto, $Z(x)$ pode assumir diferentes valores para o atributo considerado, com cada valor associado a uma determinada probabilidade.

Desse modo, uma variável aleatória, contínua ou discreta, após ordenada pode ser caracterizada pela sua função de distribuição acumulada, isto é, uma função de distribuição acumulada condicionada aos n dados amostrados (*conditional cumulative distribution function*).

Goovaerts (1998), Olea (1999), Rivoirard (1999), Lloyd & Atkinson (2001) citam que a krigagem indicadora também pode ser calculada a partir de limiares (*cut-offs*) de uma variável contínua. Exemplos são encontrados em Isaaks e Srivastava (1989), Sturaro & Landim (1996) e Sturaro *et al* (2000).

Como já citado anteriormente, a krigagem indicadora requer que os valores dos atributos sejam modificados segundo uma transformação não linear – a codificação por indicação. Um conjunto amostral por indicação $I(x = x_\alpha)$ para um valor de corte z_k é gerado através da codificação aplicada a um conjunto de dados $Z(x = x_\alpha)$ segundo a equação (Landim & Sturaro, 2002):

$$I(x; z_k) = \begin{cases} 1, & \text{se } Z(x) \leq z_k \\ 0, & \text{se } Z(x) > z_k \end{cases} \quad (29)$$

O processo de codificação por indicação aplicada sobre todo conjunto amostral para o valor de corte z_k , onde $k = 1, 2, \dots, k$, como mostrado na Fig. 6.6.

A frequência acumulada de valores observados, por exemplo, abaixo do nível de corte pode ser expressa por:

$$F(z_k) = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n I(z_k) \quad (30)$$

Figura 6.6 – Codificação por indicação dos dados amostrais para o valor de corte $z = z_k$. Adaptado de Felgueiras (1999)

De modo idêntico, a proporção de valores abaixo do nível de corte pode também ser considerada como a média ponderada dos indicadores, no caso, situados na vizinhança do local avaliado segundo:

$$F(z_k) = \sum_{i=1}^n \lambda_i I_i(z_k) \quad (31)$$

onde λ_i são os pesos, cuja soma deve ser 1 pela condição de não viés (25); i o indicador e z_k o nível de corte.

O modelo de variograma é então obtido através do conjunto amostral codificado com valores 0 e 1, o qual depende da existência mínima de 0's e 1's no conjunto de amostra.

O conjunto amostral codificado é utilizado para inferir valores para variáveis aleatórias por indicação $I(x, z_k)$, com $x \neq x_\alpha$.

Efetuando-se a krigagem ordinária pontual nos valores transformados, obtém-se a probabilidade de $z_i < z_k$. Conforme se incrementa z_k , serão obtidos valores estimados da função de distribuição de probabilidades acumuladas, assim expreso:

$$F\left(z, \frac{z_k}{n}\right) = E\left[\frac{i(z, z_k)}{n}\right] z_k \quad (32)$$

com $i(z, z_k) = 1$, se $z_i < z_k$.

Definidas as funções da distribuição acumulada, pode-se, portanto, obter qualquer intervalo probabilístico da variável, como na expressão:

$$F(z_j) - F(z_i) \quad (33)$$

onde: $z_j > z_i$.

Por fim, de posse dessas proporções para os vários níveis, estabelece-se a função de distribuição acumulada condicionada para os diversos locais de ocorrência da variável sob análise.

Segundo Landim & Sturaro (2002) se não há níveis de corte com especial significado com relação à variável sob estudo, escolhe-se 9 níveis correspondentes aos decis da distribuição.

Independentemente do número de níveis distribuição acumulada da curva será sempre em função de um número finito de pontos. Para uma estimativa completa haverá necessidade de interpolações, entre os níveis considerados, e extrapolações para além do primeiro e do último nível.

6.5 Estimativa de Litologias por Krigagem Indicadora

A krigagem indicadora (KI) é utilizada, conforme Rocha & Yamamoto (2003), quando se deseja estimar $I(z) = 1_{z(x_0) < z}$ a partir dos dados $\{Z(x_\alpha) : \alpha = 1, \dots, N\}$.

Para um dado limiar z , a indicadora $1_{z(x_0) < z}$, referida como uma função de x , é uma função aleatória e, portanto, o objetivo pode ser redirecionado para a estimativa desta função no ponto x_0 a partir dos dados $Z(x_0)$, ou seja, a krigagem indicadora consiste em estimar $I(z) = 1_{z(x_0) < z}$ através da krigagem da função aleatória indicadora $1_{z(x_0) < z}$ (Chiles & Delfiner, 1999).

Chiles & Delfiner (1999) citam que um problema clássico de krigagem simples ressurge na krigagem indicadora levando a duas simplificações sucessivas.

A primeira é a substituição da expectativa condicional pela krigagem, podendo ser considerada como uma aproximação inevitável na resolução do problema utilizando o enfoque da estatística de dois pontos.

A segunda é a troca do valor do dado original $Z(x_\alpha)$ por um dado transformado em indicadora $1_{z(x_0) < z}$ constituindo uma evidente perda de informação.

Teoricamente, se $Z(x)$ é uma função aleatória estacionária com função marginal $F(d_2)$ conhecida, desde que $F(z)$ seja, por definição, a média da função aleatória $1_{z(x_0) < z}$, pode-se utilizar a krigagem simples adicionada de um termo para a média, ou seja:

$$I^*(z) = \left(1 - \sum_{i=1}^n \lambda_i\right) F(z) + \sum_{i=1}^n \lambda_i 1_{z(x_0) < z} \quad (34)$$

A equação (34) é definida sem a introdução da condição de não enviesamento, porém, na prática, a função marginal nem sempre é conhecida e, por isso, pode-se utilizar a krigagem ordinária, conforme (Chilès & Delfiner, 1999):

$$I^*(z) = \sum_{i=1}^n \lambda_i 1_{z(x_0) < z} \quad (35)$$

Sob a condição de:

$$\sum_{i=1}^n \lambda_i = 1 \quad (36)$$

Segundo Rocha & Yamamoto (2003) a principal vantagem da krigagem indicadora é a de ser uma técnica não paramétrica, ou seja, nenhum tipo de distribuição para uma determinada variável aleatória é considerado *a priori*. Isto possibilita uma estimativa da função de distribuição para tais variáveis, permitindo a determinação de incertezas e a inferência de valores do atributo em locais não amostrados. Essa técnica também possibilita a modelagem de dados com grande variabilidade espacial.

A krigagem indicadora, aqui descrita, consiste basicamente na aplicação da krigagem ordinária para a variável transformada, ou seja, a variável resultante da aplicação da função não-linear $F(z) = 0$ ou 1 .

Para a estimativa de litologias foi considerado o mesmo modelo de blocos no qual foram calculadas as variáveis contínuas Ni e Cu, onde então, a partir dos modelos de variogramas e dos parâmetros de vizinhança local e elipsóide de busca, foram estimadas as variáveis categóricas.

Como o objetivo é realizar a estimativa dos tipos litológicos do depósito e não o conhecimento da variância de estimativa associada à mesma, a estimativa de todas as variáveis indicadoras de um determinado ponto desconhecido foram agrupadas e adotou-se aquele com maior estimativa como sendo o mais representativo.

Este método é uma adaptação do algoritmo proposto por Koike *et al* (2002). A Tabela 6.9 mostra um resultado hipotético para cinco unidades litológicas diferentes, calculadas independentemente.

Tabela 6.4 – Exemplo hipotético da determinação da litologia de um dado bloco, a partir da estimativa da litologia

Unidades Geológicas	DS	MS	UI	UM	UU
Estimativa	0.019	0.000	0.000	0.791	0.189

No exemplo, o maior resultado de todas as estimativas foi o da unidade litológica UM, e como as estimativas levaram em consideração todos valores vizinhos (tanto 0 quanto 1); assume-se que quanto maior for o valor da estimativa maior probabilidade que o evento considerado ocorra, sendo assim a litologia UM é tida como representativa para tal bloco.

Foram realizados dois processamentos para todo o depósito. No primeiro, foi considerado para a estimativa da probabilidade de ocorrência de cada unidade litológica o seu respectivo modelo de variograma ajustado. Nos casos em que duas ou mais litologias receberam valores estimados iguais, e quando o bloco não foi estimado para todas as cinco possíveis litologias, este bloco foi considerado como não estimado.

Para o segundo processamento, optou-se por utilizar somente o modelo de variograma da unidade geológica de minério disseminado (DS) para a estimativa de todas as demais variáveis litológicas. Tal escolha foi tomada considerando que esta litologia é a de maior interesse no depósito e apresenta variogramas estruturados, e também pode ser justificada pelo fato de todas as variáveis categóricas apresentarem maior continuidade segundo as mesmas direções.

Considerando que as unidades litológicas são mutuamente exclusivas, a soma das indicadoras deve ser sempre igual a um, ou muito próximo a este, considerando-se erros de arredondamento. No caso do primeiro processamento tal condição se verificou em somente alguns blocos.

No segundo processamento destacam-se duas vantagens com relação ao primeiro, além de obter a estimativa das cinco variáveis para todos os blocos, a soma das indicadoras é igual a um para todas realizações.

Para maior facilidade de visualização e comparação dos resultados, apresenta-se em seção N-S transversal à intrusão, tanto a interpretação geológica (Figura 6.7), quanto o modelo de blocos estimado por KI para litologias, ilustrando assim os resultados dos dois processamentos (Figuras 6.8 e 6.9) em mesma escala.

O resultado entre os dois processamentos é bastante semelhante visualmente, no entanto, o segundo processamento se mostra mais próximo da interpretação geológica. Os dois resultados são tidos como satisfatórios para as variáveis geológicas UM, UI e UU, que se mostraram muito bem representadas.

No entanto, para o corpos sulfetados a estimativa por KI não reproduziu a geometria do corpo de minério C2 (unidades DS e MS), estas litologias aparecem somente pontualmente. Isto decorre de vários fatores, do fato de ser uma mineralização muito pouco espessa, da ordem de 2 a 4 m, também da baixa densidade amostral para este corpo, do tamanho do bloco utilizado e da própria representatividade destas litologias em relação as demais, que ocorrem em proporção muito mais elevada no depósito.

Figura 6.7 – Seção geológica N-S transversal ao depósito com os corpos de minério C2 e C1

Figura 6.8 – Seção N-S transversal ao depósito com resultado da estimativa de litologias considerando os variogramas respectivos a cada litologia

Figura 6.9 – Seção N-S transversal ao depósito com resultado da estimativa de litologias considerando o variograma da variável DS para todas as litologias

6.6 Comparação entre Krigagem Ordinária e Krigagem Indicadora

Como a estimativa de litologias para todo o depósito não reproduziu satisfatoriamente os corpos C2 e C3, para efeito comparativo entre os dados estimados de diferentes variáveis, os corpos de minério foram trabalhados separadamente, tomando-se como domínio a envoltória de minério considerada no Capítulo 5.

Dentro desta considerou-se três variáveis categóricas: a variável de minério disseminado (DS), a variável de minério maciço (MS) e a variável de rocha estéril, que varia em função da rocha hospedeira de cada corpo de minério.

No caso do depósito C1 foi considerado como estéril as rochas indicadas pela variável unidade intermediária (UI), enquanto que para os corpos C2 e C3 foi considerado rocha estéril a variável unidade ultramáfica (UU).

Para os blocos não estimados através dos parâmetros apresentados na Tabela 5.4, os alcances variográficos foram multiplicados em duas vezes e depois aplicados na definição do elipsóide de busca. Especificamente para a variável MS no domínio dos corpos C2 e C3, devido a baixa densidade amostral, foi necessário multiplicar o alcance variográfico por dez vezes, a fim de se obter uma probabilidade para todos os blocos. A Tabela 6.5 apresenta a quantidade de blocos estimados honrando o alcance indicado pelo variograma.

Tabela 6.5 – Número de blocos estimados para as variáveis DS, MS e UI ou UU, segundo os corpos de minério

Variável	Número de blocos estimados	Número total de blocos	Porcentagem de blocos estimados (%)
Modelo C1			
DS	6110	6119	99,9
MS	5916	6119	96,7
UI	4538	6119	74,2
Modelos C2 e C3			
DS	2540	2642	96,1
MS	937	2642	35,5
UU	2643	2642	100,0

Com base nas probabilidades estimadas das três variáveis, o bloco foi marcado com a variável que apresentou indicação de maior probabilidade. Assim, os recursos minerais foram novamente quantificados, aplicando-se a equação (28) somente aos blocos indicados como de minério disseminado (DS) e como de minério maciço (MS). A Tabela 6.6 apresenta os resultados e Figura 6.10 ilustra um comparativo dos volumes.

Tabela 6.6 – Recursos minerais dos corpos de minério C1 e C2/C3 estimados por KI

Corpo Minério	Volume (m ³)	Dens (g/cm ³)	Tonelagem (ton)	Teor Ni (%)	Teor Cu (%)
Recursos do Corpo C1					
DS	501.157,81	3,22	1.618.632,60	0,50	0,66
MS	2.316,41	3,39	7.873,99	1,08	1,04
Total	503.474,22	3,22	1.626.506,59	0,50	0,66
Recursos dos Corpos C2 e C3					
DS	194.932,81	3,05	594.612,84	1,03	0,70
MS	29.797,66	3,14	93.399,73	1,91	1,09
Total	224.730,47	3,06	688.012,58	1,16	0,75
Recursos Totais					
DS	696.090,63	3,17	2.213.245,45	0,65	0,67
MS	32.114,06	3,15	101.273,72	1,85	1,09
Total	728.204,69	3,17	2.314.519,17	0,70	0,69

Figura 6.10 – Modelo tridimensional de blocos dos corpos mineralizados C1, C2 e C3. Em vermelho blocos indicados como minério (unidades DS ou MS) em cinza blocos indicados como estéril (unidades UU ou UI)

6.7 Validação por Krigagem Indicadora

O procedimento utilizado pelos geólogos, durante a descrição de testemunhos, para determinar se um dado intervalo recebe ou não o litotipo de minério (DS ou MS) é baseado na estimativa visual de sulfetos, sendo este um campo numérico presente no banco de dados.

O intervalos de testemunhos considerados como minério disseminado (DS) discriminam amostras com ocorrência de no mínimo 10% de minerais sulfetados estimados à vista desarmada, o que implica, pela reta apresentada no gráfico de correlação estimativa visual de sulfetos por teor de Ni e Cu somados (Figura 6.11), em um teor mínimo de Ni + Cu de 0,68%. De forma análoga, temos um teor mínimo de Ni + Cu de 3,08% para amostras de minério maciço (MS), que contêm 60-90% de minerais sulfetados.

Figura 6.11 – Gráfico de correlação entre os teores de Ni + Cu (%) somados e estimativa visual de sulfetos para todo depósito

Logo, é possível comparar os blocos que obtiveram maior estimativa para as unidades de minério DS e MS – produto da aplicação da krigagem indicadora, com os resultados da krigagem ordinária. A Tabela 6.7 resume este comparativo para todos os blocos de minério trabalhados.

Os resultados mostram alta porcentagem com teores acima do valor de referência para os blocos indicados como DS. Já para os blocos indicados como MS a correlação

não se verifica tão bem. O que se deve a diversos fatores sucessivos: a variável MS apresenta deficiência amostral a seus variogramas foram os menos estruturados dentre as demais variáveis categóricas.

Tabela 6.7 – Média de teores de Ni e Cu somados em blocos indicados como DS ou MS.

Tipo de Minério	Média Ni + Cu	Teor Mínimo Ni + Cu segundo estimativa visual	Porcentagem de blocos acima teor mínimo*
DS	1,16	0,682	93,3 %
MS	1,91	3,082	39,9 %

Outro fator possivelmente relacionado é o denominado efeito de suavização (Isaaks & Srivastava, 1989), inerente ao próprio método de krigagem ordinária e demais métodos de estimativa baseados na média ponderada, que apesar de reproduzirem a média amostral em suas estimativas, tendem a diminuir a variância após seu processamento.

Goovaerts (1997) ressalta que como consequência do efeito de suavização, pequenos valores são geralmente superestimados e valores altos, como os de minério maciço (MS), tendem a ser subestimados, apresentando-se um sério problema para valores extremos em zonas ricas em metal.

Capítulo 7

Conclusões e Considerações Finais

Os estudos geoestatísticos aplicados ao depósito de níquel e cobre estudado, além de contribuírem com resultados que podem servir como base para estudos da geoquímica e geologia deste tipo de depósito, que apresentam significativa participação na indústria mineral atual, também apresentam um cálculo detalhado dos recursos minerais identificados e a aplicação de krigagem indicadora com uma alternativa na estimativa de litologias.

Considerando as classificações para corpos máfico-ultramáficos disponíveis na literatura e as características descritivas disponíveis, foi possível enquadrar o depósito estudado como um maciço intrusivo diferenciado sin-orogênico, tendo como exemplo correlacionável o depósito norueguês de Rona.

São descritos no depósito três corpos de sulfeto mineralizados a níquel e cobre (C1, C2 e C3) hospedados tanto nas porções ultramáficas, quanto nas porções mais diferenciadas do corpo, que estão concordantes à orientação E-W principal da intrusão.

Os corpos de minério foram interpretados com disposição espacial condicionada por diferenciação magmática, tendo suas continuidades laterais controladas por falhas de direção NW-SE, o que permitiu considerar os corpos de minério C2 e C3, como um só corpo para fins geoestatísticos, pois apresentam características texturais e estruturais semelhantes.

Os tipos litológicos principais do depósito: dunitos, peridotitos, piroxenitos, gabronoritos, gabros, dioritos e quartzo dioritos, bem como os tipos de minério: disseminado e maciço foram apresentados agrupados em cinco unidades geológicas.

Este agrupamento pode ser validado através da análise da quantidade de MgO em porcentagem peso para cada litologia e também através da análise de agrupamento destas, considerando médias de teores dos elementos Ag (ppm), Co (ppm), Cu (%), Fe (%), MgO (%) e Ni (%), que mostraram resultados com altos índices de similaridade e quantidade de MgO (%) coadunando-se com as descrições.

Com a análise estatística foi possível caracterizar e descrever a distribuição dos dados, que para os dois elementos estudados (Ni e Cu) apresentaram distribuições lognormais com assimetria positiva. Também permitiu reconhecer que para o corpo C2 e C3

a distribuição dos teores é bi-modal, o que destaca a ocorrência dos dois tipos de minério; maciço e disseminado, esta característica não é tão bem marcada para o corpo C1, onde as ocorrências de minério maciço são localizadas e descontínuas predominando o minério disseminado de mais baixo teor.

O teor médio amostral do depósito é de 0,73% de níquel e 0,72% de cobre. A partir desta análise definiram-se diferentes teores marginais (*background*) para os distintos corpos de minério, que são de aproximadamente 0,30% de níquel para o corpo C1 e de 0,40% para os corpos C2 e C3.

Pelos variogramas notou-se que o níquel apresenta maior continuidade espacial que o cobre, o que refletiu variogramas mais bem estruturados. Contudo, a estruturação dos variogramas tanto de cobre quanto níquel refletem boa correlação espacial das variáveis contínuas.

No geral os variogramas mostram que os corpos de sulfeto cupro-niquelífero apresentam estruturação segundo a direção principal E-W da intrusão, no entanto, a não estimativa de todos os blocos no domínio interpretado mostra baixa densidade amostral, influenciando diretamente no grau de confiança da estimativa, levando a sugerir um adensamento da malha de sondagem.

A modelagem das rochas encaixantes dos corpos de minério sulfetados foi de grande valia para o entendimento das relações geométricas e estratigráficas dos corpos rochosos. Devido a grande complexidade de contato entre os diversos tipos litológicos, a compartimentação e simplificação destes litotipos em duas unidades portadoras de minério e uma unidade estéril, traduz um importante avanço no entendimento geológico e apresenta uma boa aplicabilidade destes dados, não só na prospecção de novos corpos, como também para estudos de viabilidade econômica no próprio depósito.

A modelagem dos corpos de minério permitiu a individualização de corpos de minério de sulfeto maciço e de disseminado, trazendo outra importante informação aplicável à modelos de plano de lavra e também às fases de avaliação destes tipos de material em usina de concentração mineral.

A técnica de krigagem indicadora (KI) representa uma interessante alternativa em estudos de avaliação de depósitos. A vantagem da KI na estimativa de litologias em depósitos minerais reside no grande número de dados normalmente à disposição, o que permite bons ajustes variográficos e resultados visuais simples e de fácil interpretação.

No entanto, é importante salientar que neste tipo de estimativa, a continuidade espacial de determinada litologia só ficará representada caso se tenha igual proporção na amostragem de todas litologias.

Os resultados apresentados através da estimativa de teores, com aplicação da krigagem ordinária (KO) para as variáveis contínuas nos corpos de minério foram

considerados confiáveis, pois apresentam boa correlação quando validados pela estimativa de litologias.

A classificação dos recursos segundo os parâmetros de continuidade e densidade amostral se mostra adequada, considerando que aproximadamente 65% dos dados são provenientes da primeira campanha de sondagem pioneira no depósito, onde nem todas técnicas e ferramentas disponíveis na época podem ser consideradas confiáveis.

Apresenta-se um total de $2.078,5 \cdot 10^3 \text{t}$ de recurso indicado à 0,58% de níquel e 0,66% de cobre e $712,2 \cdot 10^3 \text{t}$ de recurso inferido à 0,95% de níquel e 0,70% de cobre. Num total global de $2.790,7 \cdot 10^3 \text{t}$ à 0,67% de níquel e 0,66% de cobre para todos os três corpos mineralizados do depósito.

Referências Bibliográficas

- Armstrong, M. 1998. Geoestatística: avaliação de jazidas, planejamento de lavra e interface com análise econômico-financeira. Apostila de Curso. EPUSP, São Paulo
- AusIMM, 1999. *Australasian Code for Reporting of Mineral Resources and Ore Reserves (The Jorc Code)*. Joint Ore Reserves Committee of the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Australian Institute of Geoscientists and Mineral Council of Austrália. Disponível no endereço eletrônico <http://www.jorc.org>. Acesso em 17/07/07
- Boyd, R. & Mathiesen, C.O. 1979. The nickel mineralization of the Rana mafic intrusion, Nordland, Norway. *Canad. Mineral*, 17, 287-298 p.
- Brooker, P.I. 1979. Kriging. *Eng. & Min. J.* 180 (9), 148-153 p.
- Chilés, J.P. & Delfiner, P. 1999. *Geostatistics: modeling spacial uncertainty*. John Wiley & Sons, Inc. New York, 1st Ed., 695 p.
- Davis, J.C. & McCullagh, M.J. (orgs.) 1975. *Display and analyses of spatial data*, New York, John Wiley, 38-53 p.
- Davis, J.C. 1986. *Statistics and data analysis in geology*. New York, John Wiley. 356-358 p.; 550-646 p.
- Dawson, R.J.M. 1997. Turning the Tables: A t-Table for Today. *Journal of Statistics Education* 5(2).
- De Tomi, G. 2001. Modelagem Geológica. In: Yamamoto, J.K. (org.). *Avaliação e classificação de reservas minerais*. São Paulo, Edusp. p. 49-68
- Diniz, T.R. & Assis, L.C. 2007. *Geoestatística Aplicada à Modelagem Geológica*. Apostila de Curso. ADIMB, Brasília. 202 p.
- Felgueiras, C.A.; Fuks, S. D.; Monteiro, A M. V.; Camargo, E. C. G. 1999. *Inferências e Estimativas de Incertezas Utilizando Técnicas de Krigeagem Não Linear*. Disponível: <http://www.dpi.inpe.br/geopro/trabalhos/gisbrasil99/incertezas/2006>. Acessado em: 18/04/2007
- Geovariances, 2007. *Isatis technical references*. Geovariances & Ecole des Mines de Paris, version 7.0.5, 138 p.
- Goovaerts, P. 1997. *Geostatistics for natural resources evaluation*: Oxford University Press, New York, 483 p.

- Goovaerts, P. 1998. Ordinary Cokriging Revisited. *Mathematical Geology*, v. 30 n.1, 21-42 p.
- Journel, A.G. 1983. Non-parametric estimation of spatial distribution. *Mathematical Geology*, 15(2):445-468
- Journel, A.G. 1988. Fundamentals of geostatistics in five lessons. California, Stanford Center for Reservoir Forecasting Applied Earth Sciences Department
- Journel, A.G. & Huijbregts, C.J. 1978. *Mining Geoestistics*. London, Academic Press, 600 p.
- Henley, S., Wheeler, A.J., Howe, J.H., Tucker, D.K. 1989. Computer assisted evaluation and planning of quarries. In: *Proceedings of the XXI Apcom, SME of AIME, Denver*
- Huijbregts, C.J. 1975. Regionalized variables and quantitative analyses of spatial data. In: *Display and Data Analysis of Spatial Data*. Edited by Nato Advanced Institute, Nottingham, England. John Wiley & Sons, 1973. 39-53 p.
- Imai, N.N., Vicente, J., Lima, D.L., Tachibana, V.M., Siva, E.A., Voll, E., Oliveira, H.E.S. 2003. Análise Comparativa da Interpolação por Krigagem Ordinária e Krigagem por Indicação no Caso de Ervas Daninhas em Cultura de Soja; *Anais do XXI Congresso Brasileiro de Cartografia; 2003 - XXI Congresso Brasileiro de Cartografia; Rio de Janeiro; Brasil, Português, Meio digital, publicação em CD-Rom sem paginação*
- Isaaks, E.H. & Srisvastava, R.M. 1989. *An Introduction to Applied Geostatistics*. New York, Oxford University Press, 1989, 561 p.
- Kim, Y.C. 1990. *Introductory geostatistics and mine planning*. Tucson. University of Arizona. 139 p.
- Koike, K. Matsuda, S., Suzuki, T. Ohmi, M. 2002. Neural Network-Based Estimation of Principal Metal Contents on the Hokuroku District, Northern Japan, for Exploring Kuroko-type Deposits: *Natural Research*, 11(2): 135 - 156
- Landim, P.M.B. & Sturaro, J.R. 2002. Krigagem indicativa aplicada à elaboração de mapas probabilísticos de riscos. IGCE,UNESP/Rio Claro, Lab. Geomatemática, Texto Didático 06, 19 p. Disponível em <<http://www.rc.unesp.br/igce/aplicada/textodi.html>>. Acesso em 17/07/07
- Lloyd, C.D. & Atkinson, P.M. 2001. Assessing uncertainty in estimates with ordinary and indicator kriging. *Computers & Geosciences*, 27 (8), 929-937 p.
- Matheron, G. 1965. *Les Variables Régionalisées et leur Estimation*. Paris, Masson. 212 p.

- Naldrett, A.J. & Cabri, L.Jr. 1976. Ultramafic and Related Rocks: Their Classification and Genesis with Especial Reference to the Concentration of Nickel Sulfides and Platinum Group Elements. *Econom. Geol.*, vol. 71, 1131-1158 p.
- Naldrett, A.J. 1989. *Magmatic Sulfide Deposits*. New York: Clarendon Press-Oxford University Press. 186 p.
- Naldrett A.J. 2004. *Magmatic Sulfide Deposits. Geology, Geochemistry and Exploration*. B.: Springer. 727 p.
- Olea, R.A. 1991. *Geostatistical glossary and multilingual dictionary*. Oxford University Press. 175 p.
- Olea, R.A. 1999. *Geostatistics for engineers and earth scientists*. Kluwer Academic Publishers, Massachusetts, 1st Ed., 303 p.
- Rivoirard, J. 1999. *Introducion to disjunctive kriging and non-linear geostatistics*. Oxford University Press, Oxford, 2nd Print, 181 p.
- Rocha, M.M. & Yamamoto, J.K. 2003. Simulação direta de teores e estimativa de litologias na mina de ouro de São Vicente. São Paulo, Rel. Fapesp (interno).
- Sturaro, J. R. & Landim, P. M. B. 1995. Geoestatística indicativa aplicada à análise espacial. VII Simpósio Latinoamericano de Percepción Remota. La Sociedad Latinoamericana de Percepción Remota y Sistemas de Información Espacial, Bol. Resumos Expandidos, 68-73.
- Sturaro, J. R.; Landim, P. M. B. & Riedel, P. S. 2000. O emprego da técnica geoestatística da krigagem indicativa em Geotecnia Ambiental: *Revista Solos e Rochas*, 23(3):157-164
- Soares, A.. 2006. *Geoestatística para as Ciências da Terra e do Ambiente*. IST Press, Lisboa, 2 ed. 232 p.
- Souza, L.E. 2002. *Estimativa de Incertezas e sua aplicação na classificação de Recursos Minerais*. Tese (Doutorado) – Escola de Engenharia, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Rio Grande do Sul. 170 p.
- Thayer, T.P. 1971. Authigenic, Poligenic am Allogenic Ultramafic and Gabbroic Rocks as hosts for Magmatic Deposits. *Especial Publications nº3, Geological Society of Australia*, pp. 239-251
- Yamamoto, J.K. 2001. Análise geoestatística. In: Yamamoto, J.K. (org.). *Avaliação e classificação de reservas minerais*. São Paulo, Edusp. p. 49-68

- Yamamoto, J.K.; Bettencourt, J.S. e Rocha, M.M. 2001. Análise estatística *In*: Yamamoto, J.K. (org.). Avaliação e classificação de reservas minerais. São Paulo, Edusp. 67-91p.
- Wackernagel, H. 1995. Multivariate Geostatistics: an introduction with applications. Springer, Berlin Heidelberg. New York. 256 p.
- Willie, P.J.. 1967. Ultramafic and Related Rocks. John Wiley and Sons, Inc. New York.