

UNICAMP
BIBLIOTECA CENTRAL
SEÇÃO CIRCULANTE
UNIVERSIDADE ESTADUAL DE CAMPINAS



UNICAMP

INSTITUTO DE GEOCIÊNCIAS

Pós-Graduação em Geociências

Área de Metalogênese

ALESSANDRO HENRIQUE MEDEIROS SILVA

*MODELAGEM GEOLÓGICA E ESTOCÁSTICA DA PORÇÃO NE DA
MINA DE MORRO DO OURO, PARACATU (MG)*

Orientador: Prof. Dr. Carlos Roberto de Souza Filho

Co-Orientador: Prof. Dr. Armando Zaupa Remacre

Este exemplar corresponde a
redação final da tese defendida
por Alessandro H. M. Silva
e aprovada pela Comissão Julgadora
em 06/03/01.

Carlos R. de Souza Filho

ORIENTADOR

CAMPINAS - SÃO PAULO

Outubro – 2000

UNIDADE BE
N.º CHAMADA:
T7 UNICAMP
Si 38 m
V. Ex.
TOMBO BC/ 45574
PREC. 16.392101
C D
PREC. R\$ 11,00
DATA 3/10/101
N.º CPD

CM001582B1-8



UNIVERSIDADE ESTADUAL DE CAMPINAS

INSTITUTO DE GEOCIÊNCIAS

Pós-Graduação em Geociências

Área de Metalogênese

ALESSANDRO HENRIQUE MEDEIROS SILVA

*MODELAGEM GEOLÓGICA E ESTOCÁSTICA DA PORÇÃO NE DA
MINA DE MORRO DO OURO, PARACATU (MG)*

Dissertação de Mestrado apresentada ao Instituto de Geociências como parte dos requisitos para obtenção do título de Mestre em Geociências pelo Departamento de Metalogênese e Geoquímica.

Orientador: Prof. Dr. Carlos Roberto de Souza Filho

Co-Orientador: Prof. Dr. Armando Zaupa Remacre

CAMPINAS - SÃO PAULO

Outubro – 2000

FICHA CATALOGRAFICA ELABORADA PELA
BIBLIOTECA DO IG - UNICAMP - IG

Si38m Silva, Alessandro Henrique Medeiros
Modelagem geológica e estocástica da porção NE da Mina de Morro
do Ouro, Paracatu (MG) / Alessandro Henrique Medeiros Silva.-
Campinas,SP.: [s.n.], 2001.

Orientador: Carlos Roberto de Souza Filho
Dissertação (mestrado) Universidade Estadual de Campinas, Instituto
de Geociências.

1.Geoestatística. 2.Análise estocástica. 3. Modelagem
geológica. 4.*Metalogênese. I. Souza Filho, Carlos Roberto.
II. Universidade Estadual de Campinas, Instituto de Geociências
III. Título.



UNICAMP

UNIVERSIDADE ESTADUAL DE CAMPINAS

INSTITUTO DE GEOCIÊNCIAS

PÓS-GRADUAÇÃO EM GEOCIÊNCIAS

ÁREA DE METALOGÊNESE

AUTOR: ALESSANDRO HENRIQUE MEDEIROS SILVA

**MODELAGEM GEOLÓGICA E ESTOCÁSTICA DA PORÇÃO NE DA
*MINA DE MORRO DO OURO, PARACATU (MG)***

ORIENTADOR: Prof. Dr. Carlos Roberto de Souza Filho

CO-ORIENTADOR: Prof. Dr. Armando Zaupa Remacre

Aprovada em: ____/____/____

PRESIDENTE: Prof. Dr. Carlos Roberto de Souza Filho

EXAMINADORES:

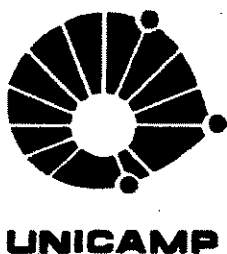
Prof. Dr. Carlos R. de Souza Filho (IG-UNICAMP)

Prof. Dr. Giorgio F. Cezare de Tomi-USP

Prof. Dr. Alvaro Penteado Crósta (IG-UNICAMP)

Handwritten signature of Prof. Dr. Carlos R. de Souza Filho over a horizontal line.
Handwritten signature of Prof. Dr. Alvaro Penteado Crósta over a horizontal line.

Campinas, 06 de março de 2001



UNIVERSIDADE ESTADUAL DE CAMPINAS/
INSTITUTO DE GEOCIÊNCIAS/DEPTO DE
METALOGÊNESE E GEOQUÍMICA

Pós-Graduação em Geociências - Área de Metalogênese

MODELAGEM GEOLÓGICA E ESTOCÁSTICA DA PORÇÃO NE DA
MINA DE MORRO DO OURO, PARACATU (MG)

RESUMO

DISSERTAÇÃO DE MESTRADO

ALESSANDRO HENRIQUE MEDEIROS SILVA

Esta dissertação compreende um estudo geoestatístico de um depósito aurífero controlado estruturalmente, hospedado em filitos carbonosos, e de baixo teor e alta tonelagem. O ouro nesta mineralização ocorre associado à *boudins* ou veios de quartzo que variam de 2 a 60cm. *Boudins* de dimensões métricas são descritos, porém apenas excepcionalmente. Estes *boudins* apresentam alongação máxima ao longo da lineação de estiramento mineral regional (N220) e alongação intermediária na direção N310, perpendicular à anterior. Teores de ouro em zonas ricas em *boudins* são reconhecidamente mais altos ($> 1\text{g/ton}$). Porém, este é um depósito considerado uniformemente como de muito baixo teor. Isto pois os teores globais aparecem diluídos à medida em que os *boudins* de quartzo são analisados em conjunto com os filitos carbonosos encaixantes, os quais são normalmente estéreis.

A exploração deste minério é realizada em mina a céu-aberto e em larga escala, o que viabiliza o empreendimento num depósito de tão baixo teor. Entretanto, a seletividade da lavra, por uma série de razões, tem sido alvo de estudos. Neste sentido, existe um debate interessante sobre a possibilidade de detecção de zonas mais ricas em ouro; que em hipótese coincidem com zonas com maior quantidade de *boudins* de quartzo, através de ferramentas geoestísticas. Utilizando simulações estocásticas e uma nova técnica para a integração condicional entre a média dos teores simulados, os valores de distância interquartis e os valores de probabilidade, demonstrou-se, nesta dissertação, que é possível mapear as áreas com maiores teores dentro da porção NE do depósito de Morro do Ouro.



UNIVERSIDADE ESTADUAL DE CAMPINAS/
INSTITUTO DE GEOCIÊNCIAS/DEPTO DE
METALOGÊNESE E GEOQUÍMICA

Pós-Graduação em Geociências - Área de Metalogênese

GEOLOGIC AND STOCHASTIC MODELLING OF NE PORTION OF MORRO DO OURO
GOLD DEPOSIT, PARACATU (MG) BRAZIL

ABSTRACT

MASTER DISSERTATION

ALESSANDRO HENRIQUE MEDEIROS SILVA

This dissertation presents a geostatistical study of a structurally-controlled, carbonaceous phyllite-hosted gold deposit with low grade/high tonnage characteristics. Gold in this mineralisation is hosted in boudinaged quartz veins that vary in size from 2 cm up to 60 cm. Larger quartz *boudins* are reported but only exceptionally. The *boudins* show maximum elongation along the regional mineral stretching lineation (N220) and an intermediate elongation perpendicular to the latter. Gold grades within zones rich in quartz *boudins* are known to be high, but are diluted as the phyllites comprising these mineralized veins contain little if any gold. Therefore, ore grades, though low, can vary considerably throughout the deposit.

Exploitation of such ore is done in large-scale open pit mines, allowing mining to be conducted even on fairly low grade ores. However, mining selectivity, for a number of reasons, is always a concern and there is considerable interest and debate as to whether enriched ore zones that necessarily coincide with a high incidence of quartz *boudins*, can be detected by geostatistical tools. Using stochastic simulation and a new technique for conditional integration of the mean of the simulated ore grades, the interquartiles ranges and probabilities, this dissertation attempts to map high grade zones within the studied deposit.

AGRADECIMENTOS

Aos Professores **Carlos Roberto de Souza Filho** e **Armando Zaupa Remacre** pela orientação, amizade, incentivos e esforços irrestritos nesta dissertação.

Aos Profissionais da RPM **Marcelo Antônio Batelochi** e **Antônio Landi Borges** por nos confiar uma porção de seus dados e abrir as portas de sua empresa.

Aos meus pais **Alberto Medeiros Silva Filho** e **Rosmeire Aparecida Roque Medeiros** por sempre estarem ao meu lado, por seu amor, dedicação e paciência.

A **Alaor Paschoal Pela**, **Elza Pela** e **Tiago Fernando Pela** pela ajuda durante a dissertação, tratando-me como um filho e como um irmão.

A **Miriam Medeiros Silva** pelo seu incentivo, auxílio e carinho sempre demonstrados.

A **Carlos Alberto Hoffmann** e **Sueli Regina Hoffmann** pelo seu incentivo e amizade durante a formação de Geólogo em Rio Claro.

A **Oswaldo Graciato**, **Cinira Graciato**, **Cláudia Graciato Nogueira**, **Giulia Graciato**, **Izabel Graciato** e **Milton Messias Nogueira** por terem sido uma família para mim.

A **Dra. Margaret Armstrong** pela contribuição e incentivo durante a redação do artigo.

Aos Professores **Marcos Aurélio F. de Oliveira** e **Giorgio F. C. de Tomi**, pela amizade.

Ao amigo **Antonio Camilo Cruz Junior** por sua ajuda com as simulações estocásticas.

Aos amigos do IG: **Marcelo Juliano de Carvalho (Carrera)** pela ajuda e pela amizade; **Dailto Silva** pela ajuda e amizade, **Rodrigo Parreira da Nóbrega (Marreco)** pela sua amizade e consideração, aos “hermanos” **Carlos Tapia Calle** e **Hector Rolando Barrueto** pela amizade. A amiga **Patrícia Seara Swalf** por ter sugerido o Morro do Ouro como possível fonte de dados e por sua ajuda com os aspectos geológicos.

Aos amigos “Analistas” **Ricardo Campos Passanezi** e **Moacir Américo Cornetti**.

Ao amigo **Christiano dos Santos Gonçalves** pela ajuda, amizade e consideração. Ao amigo **Antônio Carlos Rocha** pela ajuda.

A **Valdirene Pinotti** por sua ajuda e por ser a uma pessoa meiga e positiva com todos do IG.

A **CAPES** pela bolsa concedida e a **UNICAMP** por todos os auxílios necessários

A **DEUS** por sempre ter me dado força para continuar.

"...Canta para conservar a ilusão de festa e de vitória.

Talvez as canções adormeçam
as feras que tentam devorar o passado.

Desde que nasceste
não és mais que um vôo no tempo

Rumo ao céu?

Não importa a rota.

Voe e cante enquanto suportarem as asas."

Menotti del Picchia

Dedico esta dissertação a *Simone Graciato*.

ÍNDICE

RESUMO.....	vii
ABSTRACT.....	ix
Agradecimentos.....	xi
Índice.....	xv
Índice de Figuras.....	xvii
Índice de Tabelas.....	xxi

CAPÍTULO 1 - INTRODUÇÃO.....	1
1.1. Objetivos.....	2
1.1.1. Localização da Área de Estudo.....	3
1.2. Materiais.....	4
1.2.1. Dados.....	4
1.2.1.1. OURO – Preparação e Análise.....	5
1.2.1.2. ARSÊNIO – Preparação e Análise.....	6
1.2.2. <i>Software</i>	7
1.3. Métodos.....	7
1.3.1. Modelagem Tridimensional.....	9
1.3.2. Geoestatística - Comentários Introdutórios.....	11
CAPÍTULO 2 - MODELAGEM GEOLÓGICA DA PORÇÃO NE DO DEPÓSITO DE MORRO DO OURO.....	14
2.1. Aspectos Fisiográficos do Depósito.....	14
2.1.2. Aspectos Econômicos.....	15
2.2. Geologia do Depósito do Morro do Ouro.....	16
2.2.1. Formação Vazante.....	18
2.2.2. Sequência Serra do Landim.....	18
2.2.3. Formação Paracatu.....	18
2.3. Tipos de Minério em Morro do Ouro.....	20
2.3.1. Unidade A.....	20
2.3.2. Unidade B2.....	21
2.3.3. Unidade B1.....	22
2.3.4. Unidade T.....	23
2.3.5. Unidade C.....	23
2.3.6. Unidade C4 - Lateritas.....	24
2.3.7. Unidade Q - Quartzitos.....	25
2.4. Geologia da Área Modelada.....	26

2.4.1. Estruturas Geológicas da Área Modelada.....	27
2.5. Modelagem Geológica Tridimensional da Área	29
2.5.1. Modelagem das Seções.....	33
CAPÍTULO 3 - GEOESTATÍSTICA LINEAR	37
3. Análise Exploratória	37
3.1. Variografia	44
3.2. Krigagem Ordinária	49
CAPÍTULO 4 - MODELAGEM ESTOCÁSTICA DA PORÇÃO NE DO MORRO DO OURO.....	55
4.1. Processo de Simulação Estocástica do Au.....	59
4.2. Estratégia para Detectar Áreas Ricas em Au através dos Resultados da Simulação	60
4.2.1. Média das Simulações	62
4.2.2. Mapa de Distância Interquartis	63
4.2.3. Mapa de Probabilidades	64
4.3. Integração dos Parâmetros Condicionantes	66
4.4. Simulação Estocástica do As	69
4.5. Co-Simulação Condicional de Au e As para os Dados de B2 (Mineralização Primária).....	69
4.6. Análise dos Resultados.....	72
CAPÍTULO 5 - CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES	75
5.1. Conclusões	75
5.2. Recomendações	77
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	78
ANEXOS	

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1: Localização e acessos a região de Paracatu-MG.....	3
Figura 1.2: Exemplo de testemunhos de sondagem da RPM.....	5
Figura 1.3: Síntese dos métodos e etapas de trabalho.	8
Figura 1.4: Modelagem geológica tridimensional (Modificado de Kavouras, 1995).....	10
Figura 1.5: Evolução do processo de modelagem geológica (Houlding, 1994).....	11
Figura 1.6: Etapas no processo de um estudo geoestatístico (Modificado de Armstrong, 1998).....	13
Figura 2.1: Planta de situação da área da RPM.	14
Figura 2.2: Mapa geológico da Faixa Brasília na área do depósito (Freitas-Silva, 1991).	17
Figura 2.3: Mapa geológico da região do Morro do Ouro (Zini <i>et al.</i> 1988).....	19
Figura 2.4: Coluna estratigráfica regional com detalhe da Seção Mineralizada (Freitas-Silva, 1996).	20
Figura 2.5: <i>Boudins</i> de quartzo auríferos centimétricos no horizonte B2.....	21
Figura 2.6: Contato entre as unidades B2 e B1 (Mina de MO).....	22

Figura 2.7: Horizonte C (filitos carbonosos oxidados).	24
Figura 2.8: Quartzitos intercalados a zona mineralizada.	25
Figura 2.9: Perfil geológico da estrada de acesso a Mina MO.....	26
Figura 2.10: <i>Boudins</i> de quartzo auríferos nos filitos carbonosos.	28
Figura 2.11: Processo de caracterização geológica como subsídio da modelagem geológica (Houlding, 1994).	29
Figura 2.12: Incorporação das falhas durante o processo de modelagem geológica.	30
Figura 2.13: Incorporação das falhas durante a modelagem geológica das seções.	31
Figura 2.14: Falhas normais mapeadas (verde) e inferidas (magenta).	32
Figura 2.15: Planos de falhas normais mapeadas (vermelho) e inferidas (marrom).	32
Figura 2.16: Exemplo de seções geológicas interpretadas.	33
Figura 2.17: Modelo geológico tridimensional para B2 e CTB1.	34
Figura 2.18: Posicionamento das lentes de quartzito (azuis) em B2 e CTB1.	36
Figura 3.1: Mapa base da variável Au em g/t.	38
Figura 3.2: Mapa base da variável As em ppm.....	38
Figura 3.3: Gráficos estatísticos para as variáveis Au (a) e As (b) nos litotipos.....	39
Figura 3.5: Diagramas mostrando baixa correlação estatística entre Au e As.	41
Figura 3.6: Fotomicrografias de amostras extraídas dos <i>boudins</i> de quartzo no horizonte B2 (minério primário), onde Au e arsenopirita (As) ocorrem comumente associados (Extraído de Freitas-Silva, 1996).	41
Figura 3.7: Diagrama de correlação entre Au e As somente na unidade B2.....	42
Figura 3.8a: Histogramas de Au (amostras e composições de 8m).....	42
Figura 3.8b: Histogramas de As (amostras e composições de 8m).....	43
Figura 3.9: Anamorfozes gaussianas das variáveis Au e As.....	44
Figura 3.10: Direções principais de variografia.....	45
Figura 3.11: Parâmetros de busca dos pares de pontos no cálculo dos variogramas (Bleiner <i>et al.</i> , 2000).	46
Figura 3.12: Variogramas ajustados para a variável Au.....	47
Figura 3.13: Variogramas ajustados para a variável As.	48
Figura 3.14: Discretização dos pontos dentro de cada bloco.	50
Figura 3.15: Vizinhança utilizada para estimar os blocos (elipse verde).....	51
Figura 3.16: Resultados da estimativa da krigagem em blocos (a) ou isocontornos (b).....	51
Figura 3.17: Teores de Au para o <i>nível modelo</i> através de krigagem ordinária de blocos.....	52
Figura 3.18: Mapa de isoteores de As para o <i>nível modelo</i> (os traços representam as falhas).....	53
Figura 3.19: Modelo de blocos de Au dentro dos corpos de minério.....	53
Figura 3.20: Detalhe do modelo de blocos de Au dentro dos corpos de minério.....	54
Figura 4.1: Simulações Condicionais (a) e Krigagem (b) para o mesmo modelo.	56
Figura 4.2: Comparação entre os variogramas amostrais com os variogramas obtidos através de simulações estocásticas pelo algoritmo <i>Turning Bands</i>	57
Figura 4.3: Comparação entre os histogramas amostrais com os histogramas obtidos através de simulações	

estocásticas com o algoritmo <i>Turning Bands</i>	58
Figura 4.4: Processo de mudança de suporte da USL (esquerda) para a UAL (direita).....	60
Figura 4.5: Volume representando o depósito com os teores simulados.....	61
Figura 4.6: Mapas de isotores para o <i>nível modelo</i> : krigagem (a) e a média das simulações (b).....	62
Figura 4.7: Histograma da média das simulações. Em verde os teores abaixo de 0.4g/t e em azul os teores acima de 0.4g/t.....	63
Figura 4.8: Mapa de DIQ para as 60 simulações.....	64
Figura 4.9: Histograma dos valores de DIQ. Em azul, os valores abaixo de 0.46g/t e, em verde, os valores acima de 0.46g/t.....	64
Figura 4.10: Mapa de probabilidades de teores acima de Z_c	65
Figura 4.11: Histograma de probabilidades acima de Z_c	65
Figura 4.12: Estratégia de integração dos resultados da simulação.....	66
Figura 4.13: Diagrama tridimensional com os três parâmetros condicionantes.....	67
(Cruzes negras representam os blocos selecionados pela estratégia).....	67
Figura 4.14: Blocos de Au selecionados pela estratégia no <i>nível modelo</i>	68
Figura 4.15: Diagrama de correlação entre a média dos teores simulados e a probabilidade para os blocos selecionados pela estratégia.....	68
Figura 4.16: Teores médios simulados de As nos blocos de Au selecionados pela estratégia no <i>nível modelo</i>	69
Figura 4.17: Variogramas omidirecionais diretos para Au (vermelho) e As (verde) e variograma cruzado entre Au e As (azul).....	71
Figura 4.18: Imagem dos teores médios simulados de Au com os dados condicionantes.....	72
Figura 4.19: Imagem dos teores médios simulados de As com os dados condicionantes.....	72
Figura 4.20: Diagramas de correlação entre as médias dos teores de Au e As para a simulação obtida com todos os dados (figura à esquerda) e para a simulação obtida somente com os dados do horizonte B2 (figura à direita).....	73
Figura 4.21: Curvas tonelagem x teor para a Krigagem ordinária, média dos teores co-simulados e teores médios simulados.....	74

ÍNDICE DE TABELAS

Tabela 1.1: Evolução do processo de preparação das amostras na RPM.....	6
Tabela 3.1: Estatística básica de Au e As.....	37
Tabela 3.2: Estatística básica de Au por unidade de minério.....	37
Tabela 3.2: Estatística básica de As por unidade de minério.....	38
Tabela 3.4: Ajustes variográficos para a variável Au.....	48
Tabela 3.4: Ajustes variográficos para a variável Au.....	48

CAPÍTULO 1 - INTRODUÇÃO

Os métodos de análise de dados geológicos, principalmente aqueles relativos a depósitos auríferos, vêm sendo gradualmente aperfeiçoados com o objetivo de melhor caracterizar estas mineralizações, otimizando os processos de avaliação e exploração destes recursos.

Avanços nesta área incorporam a utilização de computadores e *software* especializados no tratamento destes dados, possibilitando a modelagem tridimensional e interativa dos depósitos. Isso permite que as mineralizações sejam representadas e interpretadas tridimensionalmente, além do lançamento dos teores amostrais em sua posição espacial exata, buscando maior dinamismo e interatividade dentre os modelos, permitindo modificações e adaptações conforme o aumento do conhecimento geológico.

O amplo desenvolvimento computacional, notado principalmente no aumento da capacidade de microcomputadores tipo PC e *workstations*, favorece o manuseio prático e rápido de um grande volume de dados, possibilitando o emprego de técnicas geoestatísticas mais avançadas, visto que algoritmos matemáticos complexos são mais facilmente processados. Outra ramificação favorecida no processamento de dados são as análises através de computação gráfica, tornando os modelos mais robustos.

Desenvolvimentos em geoestatística permitem a opção por algoritmos que respeitam as características de variáveis envolvidas em situações geológicas particulares, aperfeiçoando a estimativa ou simulação dos teores. A estimativa visa o cálculo dos recursos, enquanto a simulação busca acessar a incerteza associada ao fenômeno representado por uma função aleatória. Simulações podem ser amplamente utilizadas dentro de operações de lavra, permitindo estimar probabilidades nas distribuições de teores dentro de um depósito.

Neste trabalho são analisados dados geológicos do depósito aurífero do Morro do Ouro, através de ferramentas geoestatísticas para obter a distribuição de teores, com base em estimativa (Krigagem ordinária) e simulação estocástica (Algoritmo *Turning Bands*- ANEXO 1), buscando compreender esta distribuição dentro da mineralização em sua porção NE.

A distribuição dos teores permite um melhor equacionamento das unidades de lavra (ou blocos). Métodos lineares de interpolação, dentre eles a Krigagem, geralmente suavizam a realidade, pelo cálculo da média entre altos e baixos teores, que tendem a desaparecer (Rossi,

1999). Técnicas de simulação estocástica foram desenvolvidas para prover distribuições de teores equi-prováveis¹ buscando a aproximação da realidade dentro de um conjunto de dados amostrais.

Quando um número de simulações condicionais é gerado e verificado para um depósito mineral, tem-se um conjunto de possíveis teores para cada unidade simulada (blocos). Estes conjuntos de teores, quando representados em curvas de probabilidade condicional, mapas de distância interquartis ou mapas de coeficiente de variação (Rossi, 1999), são utilizados para interpretar e modelar a incerteza.

Com base em simulações, o geólogo pode rever suas concepções e idéias relacionadas aos metalotectos² (ou modelo geológico) que regem a distribuição dos teores, podendo reafirmar ou estabelecer novos controles para a mineralização.

1.1. Objetivos

Métodos de simulação estocástica são mundialmente aceitos atualmente como uma ferramenta para a modelagem de funções aleatórias, fornecendo informações que permitem o acesso à incertezas no processo de distribuição de teores. Isso resulta numa maior flexibilidade durante a tomada de decisões, atribuindo-se mais elementos de classificação aos blocos acerca de seus teores. Estes elementos de classificação são muito importantes, principalmente em se tratando de ouro, onde perdas com a classificação errônea dos blocos implicam em prejuízos econômicos consideráveis (Isaaks, 1990; Glaken, 1996, Godoy, 1998).

Com base em levantamentos geológicos detalhados e num banco de dados para Au (Ouro) e As (Arsênio) da porção NE da mina Morro do Ouro (Batelochi, 2000), esta pesquisa tem como objetivo a detecção de zonas enriquecidas em ouro através da aplicação de simulações estocásticas, condicionando os resultados para cada unidade de lavra à determinados intervalos de incerteza e probabilidade de distribuição de teores.

¹ Distribuições com a mesma probabilidade de ocorrência.

² Característica geológica ou estrutural que determina a distribuição de um determinado elemento dentro de um segmento crustal.

1.1.1. Localização da Área de Estudo

A mina de Morro do Ouro (MO) localiza-se a 1,5km ao norte do município de Paracatu, na porção noroeste do Estado Minas Gerais, às margens da Rodovia BR-040, que liga as capitais Belo Horizonte e Brasília. A mina situa-se a 230km de Brasília-DF, 500km de Belo Horizonte-MG, 780km de Campinas-SP e 880km de São Paulo-SP (Figura 1.1).

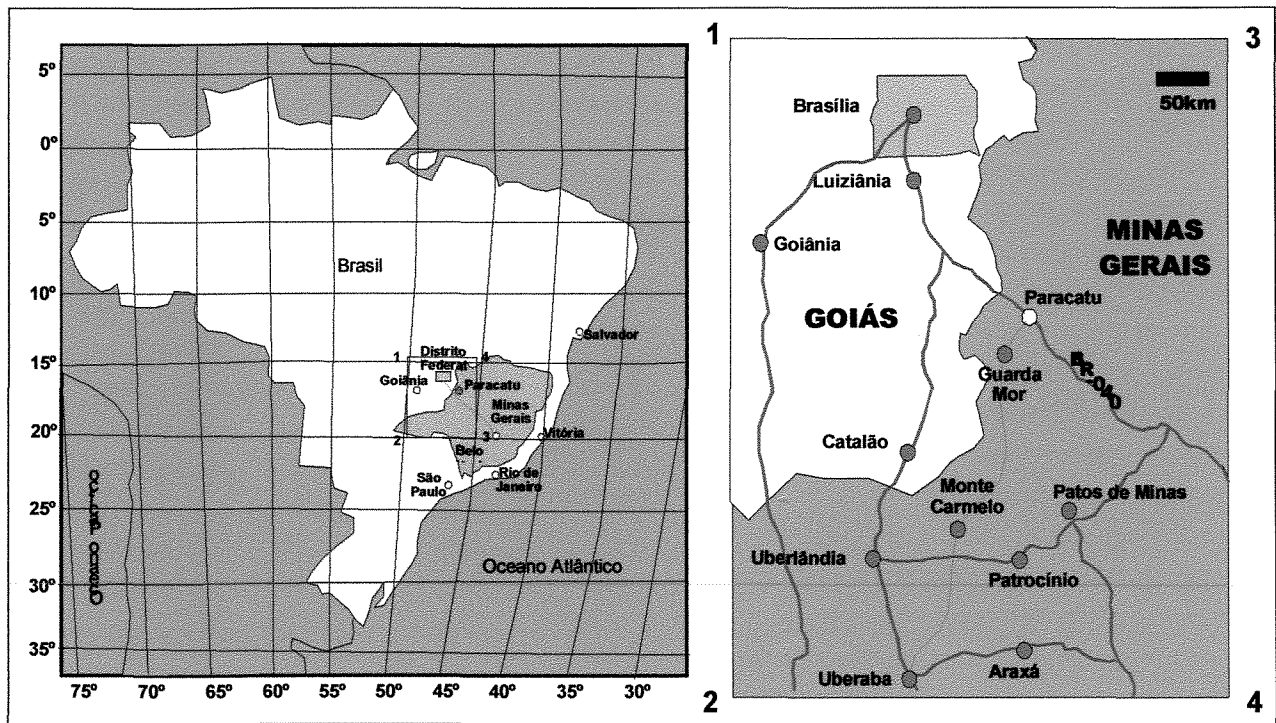


Figura 1.1: Localização e acessos a região de Paracatu-MG.

1.2. Materiais

Para esta dissertação foram utilizados 3 conjuntos de materiais:

- informações geológicas da mineralização da Mina de MO (Batelochi, 2000);
- banco de dados numérico para o estudo geoestatístico da mineralização;
- *software* específicos para o tratamento dos dados.

As informações geológicas incluem:

- mapa geológico de superfície;
- perfis provenientes dos dados de testemunhos de sondagem rotativa.

A escala do mapeamento geológico disponível é de 1:15.000. Este mapa foi verificado no campo pelo proponente, e quando necessário, complementado.

As seções geológicas derivam de informações obtidas através de descrições das sondagens rotativas (posicionamento, litotipos ou tipos de minério para as amostras analisadas para Au e As). Estas seções foram utilizadas para a geração do modelo geológico tridimensional da mineralização.

1.2.1. Dados

Uma parte do banco de dados da Rio Paracatu Mineração Ltda (RPM), referente à porção NE da Mina MO, foi selecionada e disponibilizada para o uso nesta pesquisa. Estes dados compreendem 135 testemunhos de sondagem localizados na porção nordeste da Mina de Morro do Ouro.

O banco de dados abrange 3926 amostras analisadas para Au e 3151 para As. As sondagens são espessadas em malha quadrática de 100m, provenientes de campanhas de pesquisa realizadas entre 1992 e 1999. Estas sondagens são na sua totalidade verticais. O comprimento das amostras é de 1m e o diâmetro dos furos é de 100mm (Figura 1.2).

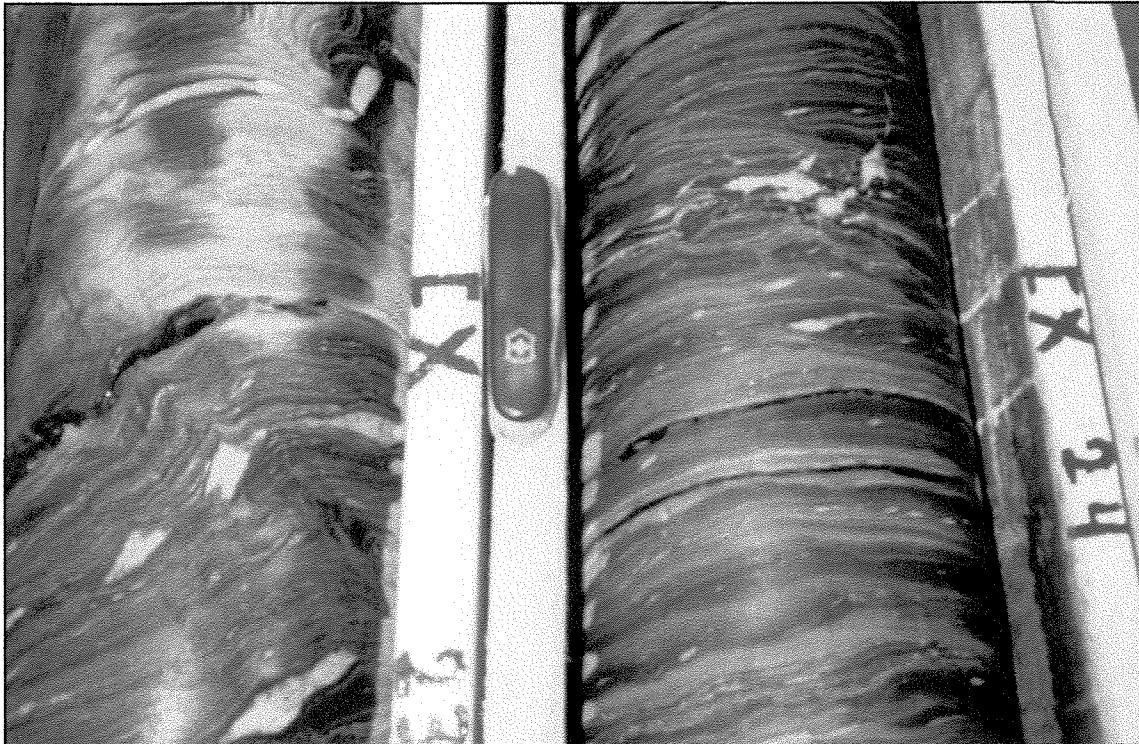


Figura 1.2: Exemplo de testemunhos de sondagem da RPM.

Os dados numéricos utilizados nesta dissertação provém de análises realizadas pela própria RPM. A descrição dos procedimentos de análise para a obtenção dos teores de Au e As foi extraída de Batelochi (2000).

1.2.1.1. OURO – Preparação e Análise

No processo de preparação, após a sondagem, as amostras foram britadas e homogeneizadas, depois quarteadas e moídas a granulometrias de 200#. Em seguida, estas amostras foram fundidas e analisadas por espectrometria de absorção atômica.

A Tabela 1.1 sumariza a evolução dos métodos de preparação de amostras entre 1983, ano do início das análises, até o ano de 1999, destacando-se as campanhas de sondagem utilizadas nesta dissertação (campanhas de 92 a 96 e 97 a 99).

Tabela 1.1: Evolução do processo de preparação das amostras na RPM.

	Origem	Massa		Homogeneização	Quarteamento	Moagem	Fusões	Leitura
83 a 86	Poços Manuais	22 Kg	Manual	Lona plástica	Régua	Disco-80#	4 – 75g	Micro balança
88	Furos Diamante	32 Kg	Manual	Lona plástica	Régua	Disco-80#	4 – 75g	Abs. Atom.
89	Furos Circ.Rev.	30 Kg	Manual	Lona plástica	Régua	Disco-80#	4 – 75g	Abs. Atom.
90	Furos Diamante	20 Kg	Mandíbula	Jones	Jones	Disco-80#	3 c/ 50g cada	Abs. Atom.
92 a 96	Furos Diamante	35 a 40 Kg	Mandíbula e Rolos	Rotativa Manual	Jones	Panelas a 200 #	3 c/ 50g cada	Abs. Atom.
97 a 99	Furos Diamante	35 a 40 Kg	Mandíbula e Rolos	Rotativa Mecanizada	Jones	Panelas a 200 #	3 c/50g cada	Abs. Atom.

A consistência do banco de dados da RPM é atestada pelos seguintes cuidados tomados pela empresa:

- revisão e verificação de procedimentos de análises químicas das amostras, realizadas por consultores e auditores internos e externos à empresa;
- preparação e análises para determinação dos teores de ouro em vários laboratórios (ex: NOMOS- laboratório de análises no Rio de Janeiro-RJ e RTMS – laboratório do Grupo Rio Tinto na África do Sul), tendo-se uma prova e uma contra prova para cada amostra;
- a alíquota de arquivo de cada etapa é periodicamente verificada para análise de outros elementos, assim como para processos de novas análises, visando sempre a minimização de erros analíticos inerentes ao processo de preparação e análise das amostras.

1.2.1.2. ARSÊNIO – Preparação e Análise

Com o aproveitamento econômico do minério primário associado a litotipos menos alterados intempericamente, o elemento arsênio passou a ter grande importância dentro do processo de beneficiamento do ouro.

Na RPM, o minério explotado em zonas com conteúdo de As superior a 2500 ppm acarreta problemas metalúrgicos. Outro fator que torna o As extremamente importante são as

implicações ambientais, visto o criterioso controle do impacto das atividades exploratórias realizadas pela da RPM.

Em 1996, para que todo o banco de dados fosse analisado para o elemento As, a RPM realizou um trabalho de amostragem das alíquotas de arquivo dos furos de sondagem, analisando-as através de ataque ácido (água régia) e leitura direta por absorção atômica. Primeiramente, foram selecionadas amostras de furos com espaçamento de 200 x 200m. A partir de 1996, todos os dados novos de sondagem passaram a ser analisados para arsênio.

Em 1999, a RPM completou a análise de todas as amostras em arquivo, ainda não analisadas para As. O procedimento de análise, nesta campanha, foi feito com ataque ácido por água régia e leitura por ICP.

1.2.2. Software

As seções foram modeladas geometricamente em 3-D por meio de ferramentas computacionais disponíveis no *software* Vulcan v.3.4 (Maptek, 1997).

O estudo geoestatístico detalhado das variáveis sob investigação foi realizado no *software* ISATIS v.3.20 (Geovariances) (Bleiner *et al.*, 2000).

1.3. Métodos

As etapas de trabalho desta dissertação foram divididas em duas partes:

- 1) estudo geológico-geométrico da mineralização da mina de Morro do Ouro;
- 2) estudo de caso geoestatístico utilizando o banco de dados da RPM referente à porção NE desta mina.

A RPM conta com um acervo detalhado de informações geológicas e com um banco de dados de análises químicas para vários elementos. Parte deste conjunto de dados, referente a uma área geologicamente complexa no depósito, foi disponibilizada para uso neste projeto.

A partir destes dados, uma investigação geológica e geoestatística foi realizada na área de estudo, produzindo modelos geológicos tridimensionais através de ferramentas computacionais adequadas. Uma síntese dos métodos e das etapas de trabalho seguidas nesta pesquisa encontra-se no fluxograma da Figura 1.3.

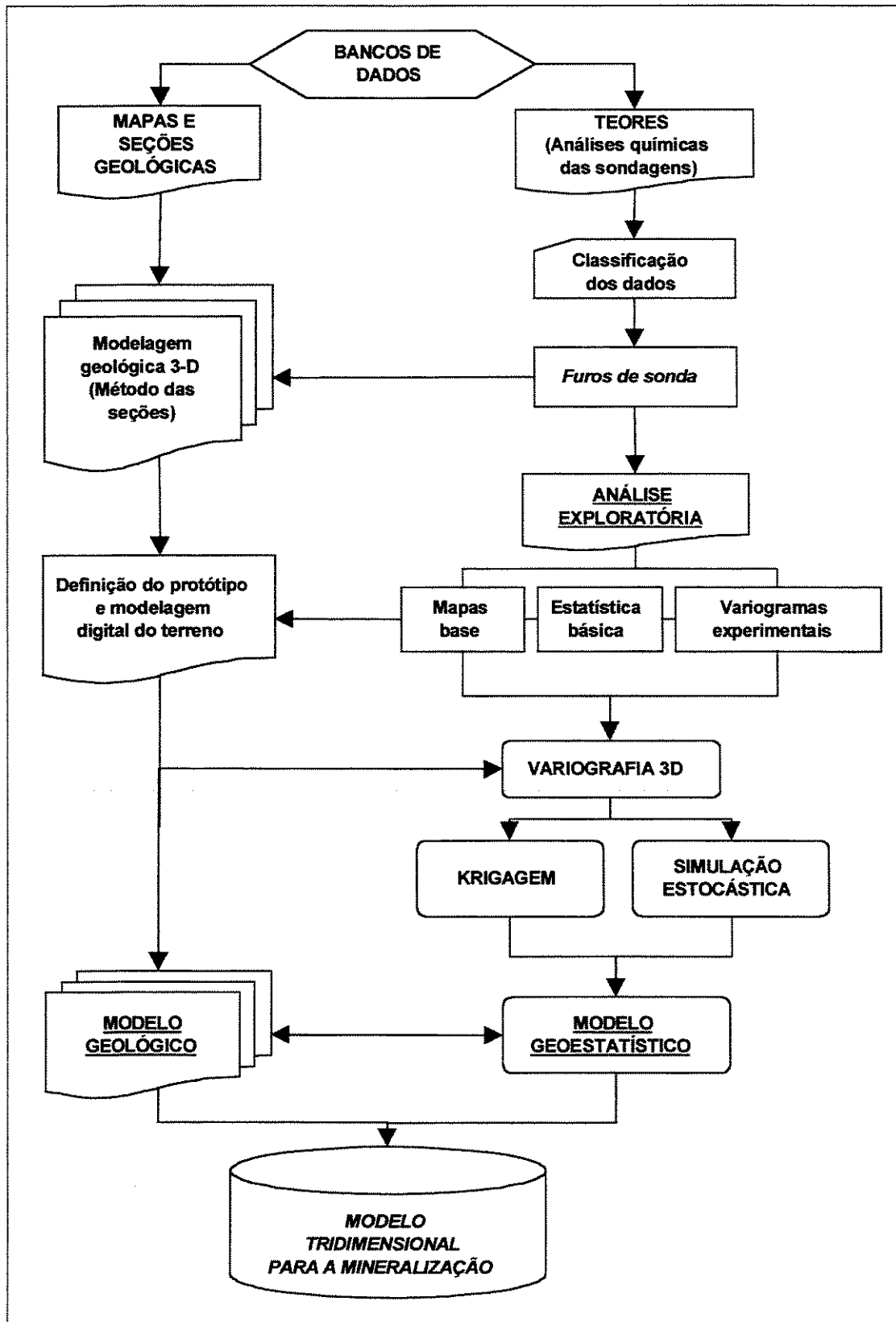


Figura 1.3: Síntese dos métodos e etapas de trabalho.

1.3.1. Modelagem Tridimensional

Toda caracterização geológica é concebida considerando-se a premissa de que as propriedades geológicas apresentam variação espacial. Estas propriedades podem ser definidas através de medidas em números reais ou categorizadas em litotipos (Houlding, 1992; 1994).

Esta variação é influenciada em algum grau por fatores estratigráficos e estruturais, que podem aparecer como continuidades ou discontinuidades, de acordo com as características geológicas de cada depósito. Estes elementos requerem uma investigação tridimensional e em subsuperfície, realizada através da interpretação de dados de testemunhos de sondagem, envolvendo a discretização e a qualificação de unidades, com mesmos atributos geológicos, em volumes espaciais irregulares.

Partindo-se da amostragem dos dados geológicos de sondagem rotativa, seções verticais foram modeladas geometricamente por meio de ferramentas computacionais. Pacotes gráficos avançados foram utilizados na construção destes modelos, que são gerados a partir da adaptação computacional do método de modelagem por seções (David, 1977).

A modelagem das seções envolve a caracterização geológica incorporando-se elementos como mapas geológicos superficiais, perfis geológicos, seções geofísicas e outros. Em um nível de maior subjetividade, esta lista pode incluir a experiência e intuição do geólogo, advindos do seu conhecimento sobre o fenômeno (Houlding, 1994).

A interpretação interativa destes elementos em cada seção gera polígonos que sintetizam áreas com os mesmos atributos geológicos, como litotipos, por exemplo. A união sequencial destes polígonos permite representar estas formas em três dimensões, através de um corpo sólido que representa a geometria ou volume do atributo a ser representado.

A Figura 1.4 sintetiza o método de modelagem geológica através de sistemas computacionais. Primeiramente, as seções são interpretadas ou modeladas, resultando em polígonos que representam domínios com as mesmas propriedades. Estes polígonos são unidos sequencialmente, seção por seção, permitindo a geração de sólidos (volumes). Esta união é feita através de ferramentas computacionais especializadas, onde os polígonos são unidos por meio de triângulos ou malhas triangulares, chamadas *wireframes*. A geração deste modelo deve ser sempre feita com a interferência do usuário no sistema gráfico.

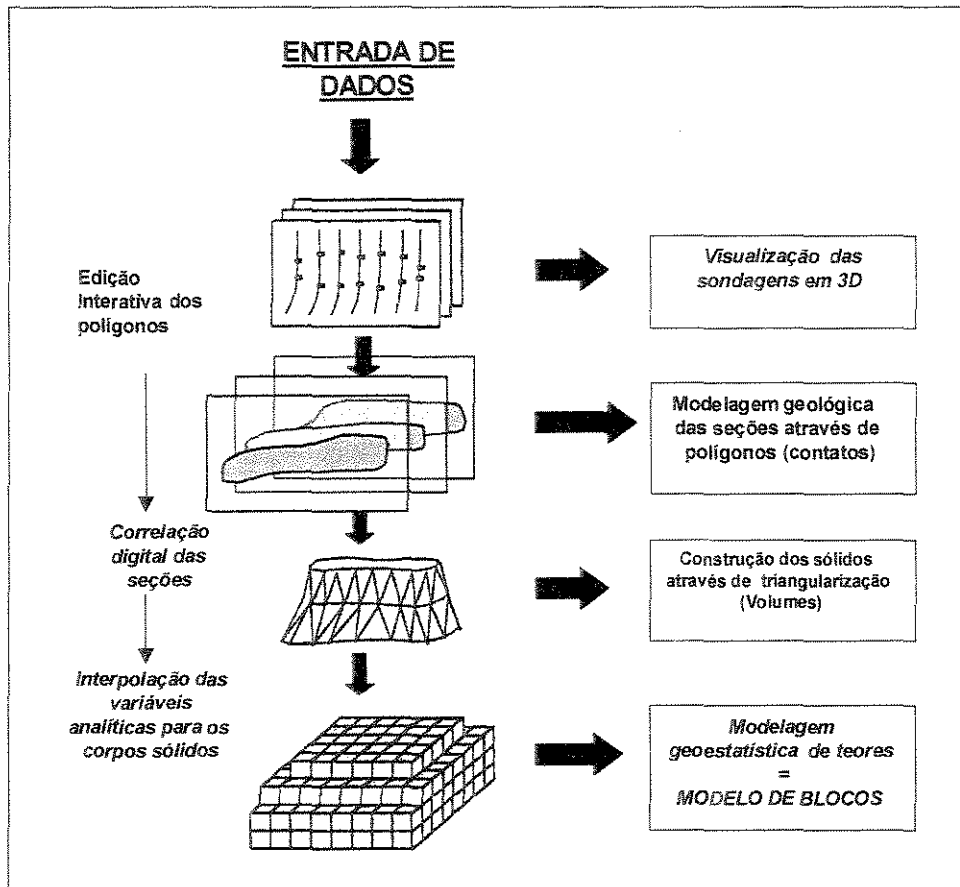


Figura 1.4: Modelagem geológica tridimensional (Modificado de Kavouras, 1995).

Com o avanço das técnicas computacionais, modelos outrora feitos de madeira ou acrílico, a partir da interpretação bidimensional feita em papel, hoje são facilmente gerados através de sistemas de *software*. As principais vantagens destes modelos em ambientes computacionais são: a possibilidade de reproduzir e elaborar diferentes cenários e atualizar e ajustar os modelos para novas informações de modo mais eficiente e rápido.

O gráfico da Figura 1.5 mostra o processo evolutivo da modelagem geológica tridimensional. Esta evolução é marcada pela representação precisa dos volumes lavráveis e a incorporação da influência destes volumes no processo de avaliação geoestatística das reservas, tornando os modelos geoestatísticos cada vez mais integrados aos modelos geológicos.

Estes sistemas computacionais são adaptações de sistemas de *software* tipo CAD (Computer Aided Design), que inicialmente foram concebidos para aplicações em engenharia mecânica, que utiliza formas geométricas relativamente simples.

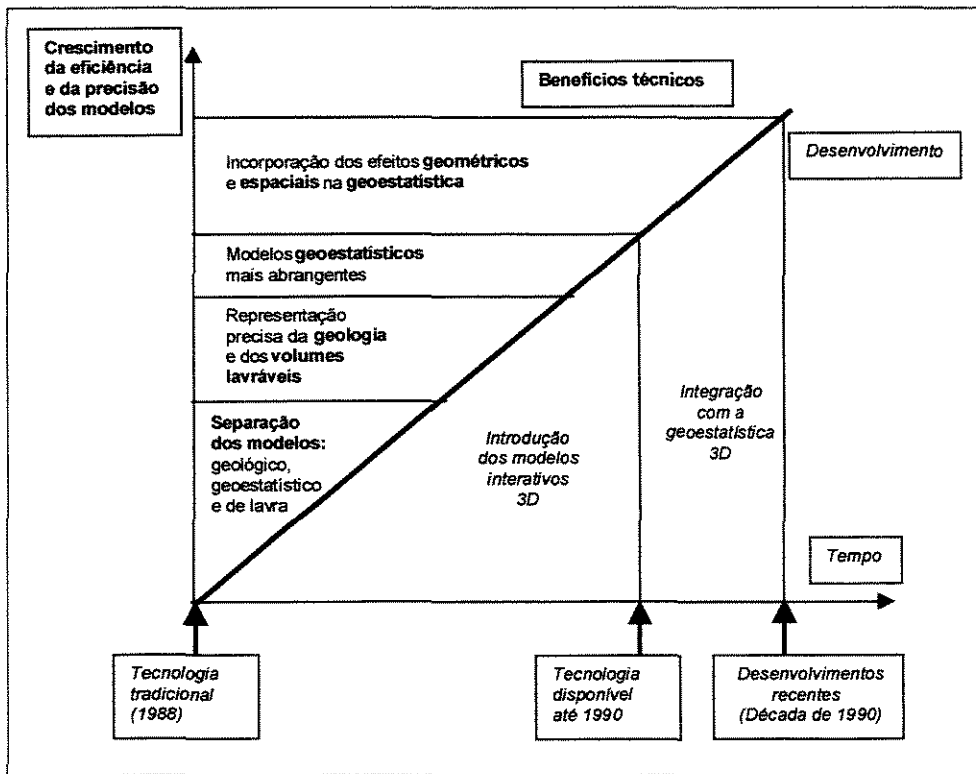


Figura 1.5: Evolução do processo de modelagem geológica (Houlding, 1994).

Numa adaptação destes sistemas de *software* para a abordagem geológica tridimensional, seus princípios foram refinados para a obtenção de ferramentas capazes de representar formas geométricas complexas, como corpos de minério em áreas complicadas estruturalmente (Renard & Courrioux, 1999). Surgiram assim os programas específicos para processamento de dados em mineração, geologia do petróleo, geofísica e todos os demais ramos das geociências.

Neste trabalho, assim como em Mallet (1988), a modelagem foi executada na etapa inicial do projeto, definindo-se os modelos geométricos aos quais serão incorporadas as características físicas.

1.3.2. Geoestatística - Comentários Introdutórios

Nos anos 50, a *Geoestatística* foi definida com “...uma ciência ou ramo da estatística aplicada com objetivo de aprimorar cálculos de reservas minerais...” (Wackernagel, 1995). Esta ciência originou-se na indústria mineral sul-africana em 1951. Seus precursores, o estatístico H. S. Sichel (Sichel, 1947; 1952) e o engenheiro de minas D.G. Krige (Krige, 1951, 1952), tiveram

seus estudos práticos formalizados cientificamente pelo engenheiro de minas francês Georges Matheron, que desenvolveu os conceitos e enunciou a *Teoria das Variáveis Regionalizadas* (Matheron 1957, 1963, 1970) (Krige, 2000).

Podemos definir variáveis regionalizadas como funções que variam espacialmente, porém com determinada continuidade aparente. Os valores destas variáveis estão relacionados de algum modo à posição espacial que ocupam.

Tratando-se de fenômenos geológicos, quaisquer variáveis observadas em duas ou três dimensões, sejam químicas, físicas, estruturais, metamórficas ou sedimentológicas, podem ser consideradas variáveis regionalizadas.

Nos anos 60, avaliações de recursos minerais em blocos passaram a ser rotineiramente realizadas através de métodos baseados em regressão. O primeiro método geoestatístico para esta finalidade foi chamado de *Simple Elementary Kriging*, cujos conceitos são válidos até os dias atuais. Foram introduzidas também nesta década as estruturas anisotrópicas espaciais (Krige 2000). Neste mesmo intervalo de tempo, trabalhos de G. Matheron introduzem o termo BLUE (Best Linear Unbiased Estimates), referindo-se a Krigagem.

Nos anos 70, as aplicações de métodos geoestatísticos são ampliadas para dados de cobre, urânio (como um subproduto nas minas de ouro) e diamantes, através de desenvolvimentos na estatística clássica. Estes desenvolvimentos utilizavam como fonte de dados a região de Witwatersrand na África do Sul.

Nos anos 80, com a ampla expansão dos recursos em micro-informática, suítes de programas para Krigagem e Variografia permitiram a criação de novas técnicas geoestatísticas, dentre as quais destacam-se: a Krigagem indicatriz, técnicas para evitar a suavização durante a Krigagem de blocos e a introdução de diversas técnicas de simulação aplicadas principalmente a depósitos de hidrocarbonetos e hidrogeologia (Krige, 2000).

Nos anos 90, são introduzidas várias idéias como o uso de 'soft' data em abordagens Bayesianas, Co-Krigagem em áreas virgens e uma série de estudos práticos sobre os efeitos e implicações do viés condicional associados a estimativa ou simulação. Esta década caracteriza-se pela grande expansão nas áreas de petróleo e estudos ambientais, principalmente através de técnicas de simulação (Krige, 2000).

Atualmente, séries de simulações condicionais tem sido empregadas para a estimativa das reservas recuperáveis e a dispersão entre os valores obtidos nestas séries, como medidas de

incerteza durante estes cálculos.

Nestes estudos demonstra-se que a média destas séries de simulações pode prover um perfil mais próximo da realidade quando comparado ao resultado obtido através de estimativas, que podem apresentar desvios nos seus resultados (Krige, 2000). Durante os últimos 20 anos, a geoestatística ampliou suas áreas de aplicação, tornando-se uma ferramenta de análise numérica aplicada a muitas áreas do conhecimento, não estando restritas apenas aos ramos das geociências.

Um fluxograma básico para análise e processamento de dados através de geoestatística é fornecido na Figura 1.6. A associação destas informações obtidas através de geoestatística com parâmetros econômicos permite as empresas otimização na seletividade e na exploração de seus recursos.

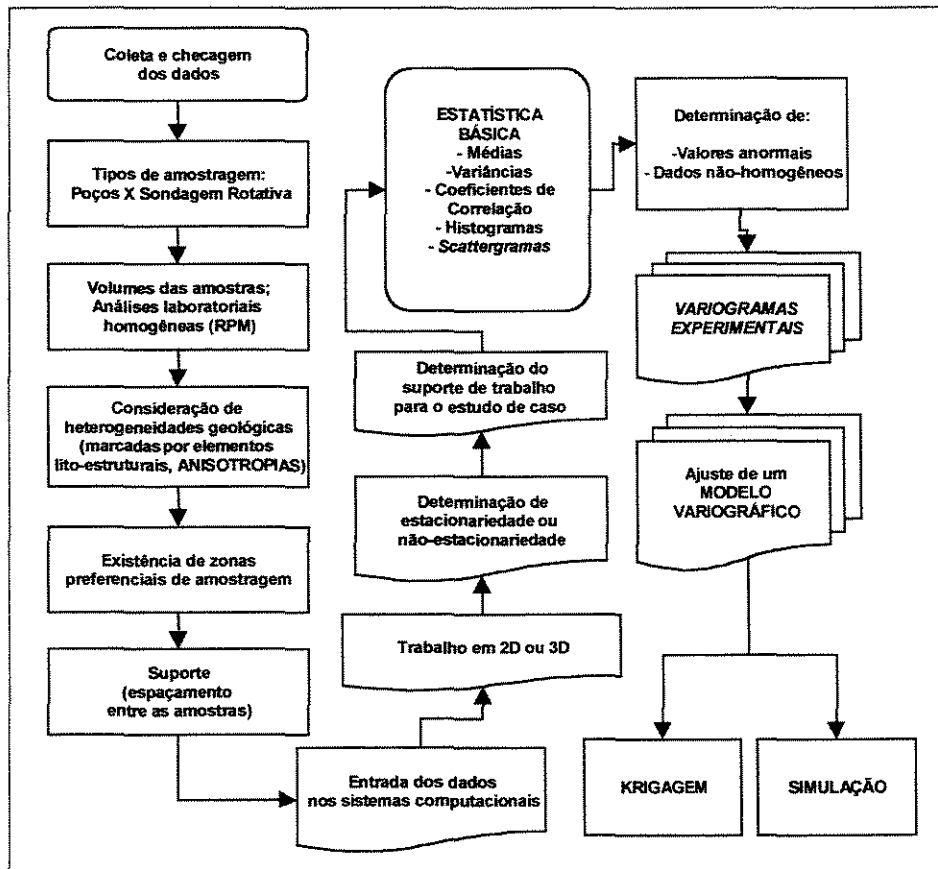


Figura 1.6: Etapas no processo de um estudo geoestatístico (Modificado de Armstrong, 1998).

CAPÍTULO 2 - MODELAGEM GEOLÓGICA DA PORÇÃO NE DO DEPÓSITO DE MORRO DO OURO

2.1. Aspectos Fisiográficos do Depósito

A cidade de Paracatu está a 688m de altitude e a área onde foram desenvolvidas as pesquisas do Projeto Morro do Ouro apresenta altitudes entre 645 e 837m. O relevo regional consta de chapadas e serras onduladas suavemente, variando de 500 a 1000m. Destaque para o sistema de elevações orientadas N-S, onde se encontra o Morro do Ouro.

A área é drenada por córregos e ribeirões nascentes no próprio Morro do Ouro, correndo para sul na direção do município de Paracatu. Destacam-se os córregos Rico a sul e Santa Rita a norte (Figura 2.1).

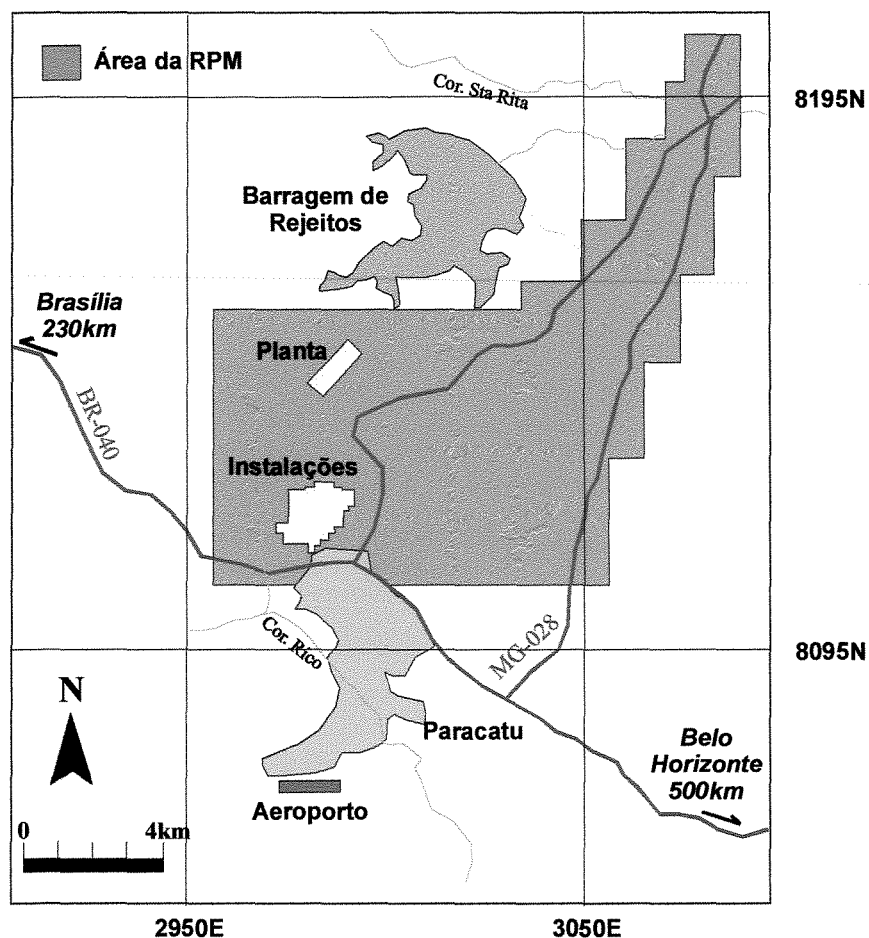


Figura 2.1: Planta de situação da área da RPM.

O clima da área é do tipo tropical de altitude. O período seco ocorre no inverno (de abril a setembro) e o período chuvoso ocorre no verão (março a outubro). A temperatura média anual está em torno de 22°C, com tendências a se tornar mais elevada nos meses de verão (em torno de 28 a 30°C). A pluviosidade média anual varia de 900mm a 1350mm. O tipo predominante de vegetação é o cerrado, típica do Brasil-Central, caracterizada pela presença de três estratos: arbóreo, arbustivo e herbáceo. Algumas matas ciliares ocorrem formando manchas, preferencialmente dispostas ao longo dos vales próximos aos cursos d'água.

2.1.2. Aspectos Econômicos

O Projeto Morro do Ouro teve início em 1980 através da Rio-Finex do Brasil Geologia e Pesquisa Limitada (sucessora pela RTZ Mineração Ltda). Esta companhia criou uma visão de pesquisa para ouro, cujos alvos escolhidos eram depósitos de grande volume, ainda que com teores baixos, com exploração possível a céu aberto, visando minimizar os custos operacionais.

Após coleta e tratamento de amostras através de análises químicas, foram realizados trabalhos geoestatísticos, cujos resultados apontaram teores médios em torno de 0.64 g/t, qualificando o depósito de Morro do Ouro como uma das jazidas de teor mais baixo de todo o mundo e a de maior quantidade de rocha a ser explorada no país. Deve-se ressaltar que estes primeiros teores foram referentes principalmente ao horizonte superficial (ou minério secundário).

A operação de lavra foi iniciada em dezembro de 1987, com reserva avaliada de 97,6Mt de minério oxidado e teor médio de 0.58g/t. Até 1995 foram lavradas 85Mt deste tipo de minério com teor médio de 0.55g/t.

Recentemente, com a exploração do minério primário, a mina de Morro do Ouro passou por uma fase de reformulação de sua produção de ouro. As reservas calculadas são de 290Mt com teores médios de 0.40g/t (Marques et. al., 1996). O teor de corte na empresa é calculado em função dos custos, recuperação e preço do ouro, sendo que para o ano 2000 foi de 0.29g/t, considerado o preço do ouro a US\$325,00/oz. Neste trabalho, o teor de corte adotado, que representa as áreas enriquecidas para a porção do banco de dados estudado, foi de 0.40g/t.

2.2. Geologia do Depósito do Morro do Ouro

O depósito de Morro do Ouro está inserido na porção meridional da Faixa de Dobramentos e Cavalgamentos Brasília (Almeida *et al.*, 1976), pertencente à Província Tectônica do Tocantins da Plataforma Sul-Americana (Almeida *et al.* 1977).

Esta faixa foi edificada na porção oeste do Cráton São Francisco, onde dobramentos e metamorfismo são associados à orogênese Brasileira (600 m.a.). Fuck *et al.*, (1994) subdivide a Faixa Brasília em três domínios tectônicos distintos, com relação ao Cráton São Francisco, colocando a Região de Paracatu no domínio externo ao Cráton.

Os dobramentos ocupam a porção leste da faixa, afetando principalmente os metassedimentos neoproterozóicos, com metamorfismo variando de incipiente até a fácies xisto-verde.

Nesta faixa de 150km de largura por 600km de comprimento incluem-se as seguintes unidades estratigráficas: o Grupo Canastra, subdividido em Formação Ibiá (sequência psamo-pelítica com conglomerado basal e calcofilitos), Formações Paracatu e Sequência Serra do Landim (rochas argilo-arenosas, compostas de filitos carbonosos e quartzitos); e o Grupo Bambuí, representado pela Formação Vazante (sequência psamo-pelítica carbonatada, com conglomerados basais, calcários, dolomitos, siltitos, margas e arcósios).

Na área de estudo, os litotipos predominantes são metassedimentos químico-terrígenos de ambiente marinho raso a profundo, atribuídos às Formações Vazante e Paracatu, (Amaral, 1968; Dardene, 1978, 1988; Zini *et. al.* 1988; Campos Neto, 1984; Freitas-Silva, 1991, 1996; Freitas-Silva & Dardene, 1994).

Esta região da Faixa Brasília caracteriza-se por conter mineralizações disseminadas de Pb-Zn em rochas carbonáticas (Vazante, Morro Agudo e Fagundes), além da mineralização de Au muito fino com baixos teores nos filitos carbonosos da Formação Paracatu (Figura 2.2).

Neste capítulo, serão abordadas somente as Formações Vazante, Serra do Landim e Paracatu em função de suas relações por representarem melhor o contexto geológico para a mineralização de Morro do Ouro.

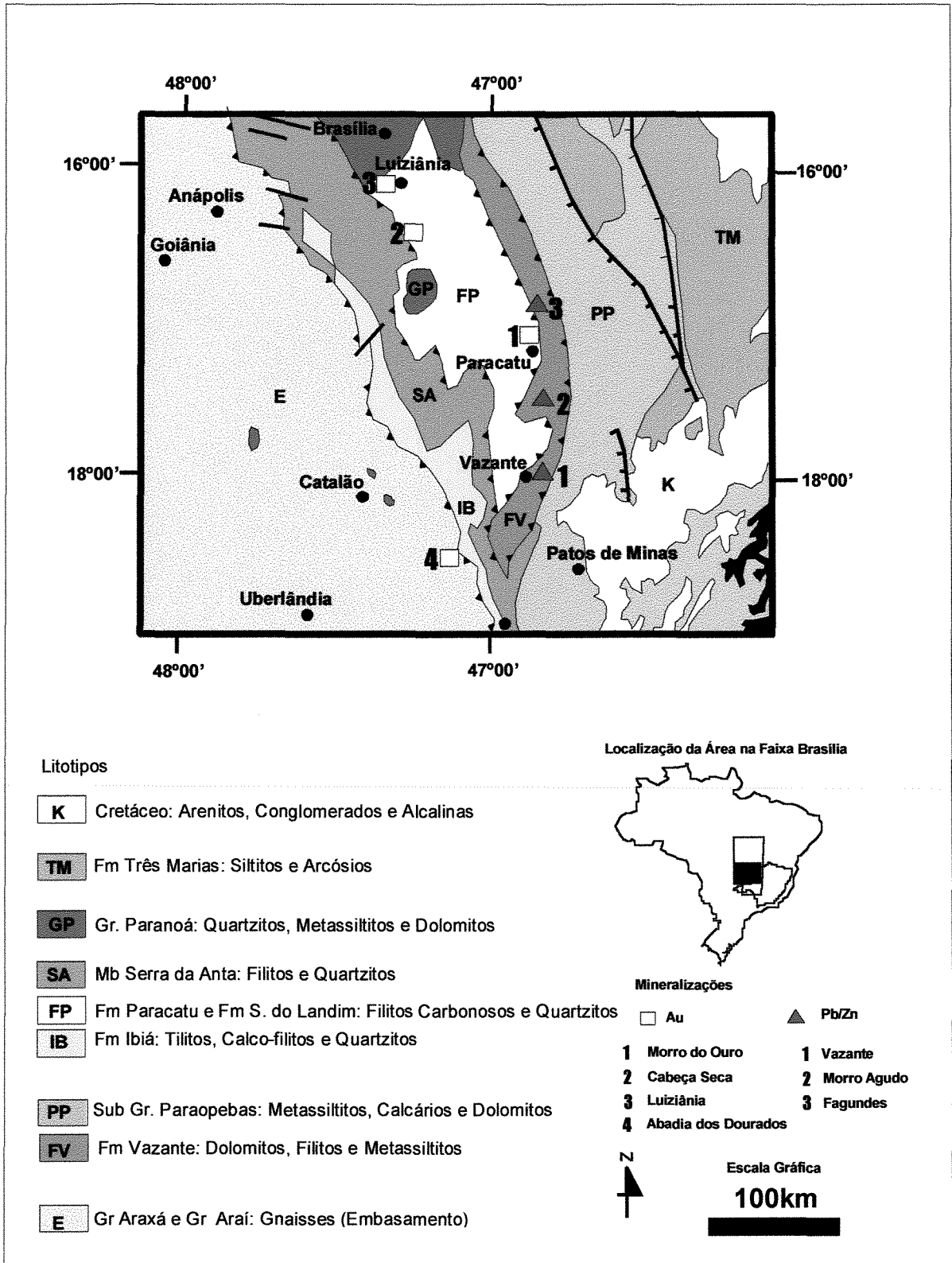


Figura 2.2: Mapa geológico da Faixa Brasília na área do depósito (Freitas-Silva, 1991).

2.2.1. Formação Vazante

A Formação Vazante distribui-se a leste do município de Paracatu, ocupando uma faixa alongada na direção norte-sul, com 15 km de largura por 200km de comprimento (Figura 2.3).

Esta Formação é composta por rochas carbonáticas e terrígenas, desenvolvidas em ambiente de águas rasas, destacando-se os dolomitos estromatolíticos portadores dos depósitos de Pb e Zn. A espessura desta formação é superior a 2km (Zini et al. 1988). Segundo Zini *et al.* (1988). A Formação Vazante pode ser dividida em várias sequências litológicas ou litofácies³, sendo estas (da base para o topo):

- Sequência Recifal: composta por *boundstones* algais dolomíticos, dolomitos *grainstone*, *packstone* e *mudstone*, claramente sem laminação;
- Sequência Serra do Velozinho: composta por meta-argilitos sílticos, com rara matéria orgânica, associados a níveis centimétricos de quartzito;
- Sequência Serra da Lapa: composta por ardósias e metassiltitos laminados, arenitos calcíferos e quartzíticos laminados, além de dolomitos dos tipos *wackstones* e *mudstones*.

2.2.2. Sequência Serra do Landim

A Sequência Serra do Landim é composta por calcofilitos e calcoxistos. Para Freitas Silva & Dardene (1994) e Freitas-Silva (1996), ela corresponde a uma Formação e insere-se no Grupo Canastra. Como o mapa apresentado na Figura 2.3 foi extraído de Zini *et al.*, 1988, e ainda é utilizado na Mina de Morro do Ouro, neste trabalho, adotaremos a denominação 'Sequência' Serra do Landim.

2.2.3. Formação Paracatu

A Formação Paracatu ocorre predominantemente a norte e a oeste de Paracatu-MG (Figura 2.3), sendo composta por filitos carbonosos com intercalações e lentes de arenitos quartzíticos

³ Os termos *boundstone*, *grainstone*, *packstone*, *wackstone* e *mudstone* referem-se a classificação dos dolomitos da Formação Vazante segundo a classificação de Durham (1962, apud Bjorlykke, 1989).

impuros. Esta Formação se sobrepõe à Formação Vazante através de falhamentos inversos, escorregamentos ou ainda contatos normais ou transicionais.

Nesta Formação observam-se evidências que sugerem a deposição de sedimentos químicos de águas profundas com intercalações de sedimentos terrígenos. A partir desta constatação, Zini et.al. (1988) a dividiram informalmente em duas fácies, denominadas Fácies Morro do Ouro (composta por filitos carbonosos com *boudins* de quartzo, portadores da mineralização) e Fácies Serra da Anta (composta por quartzitos) (Figura 2.3).

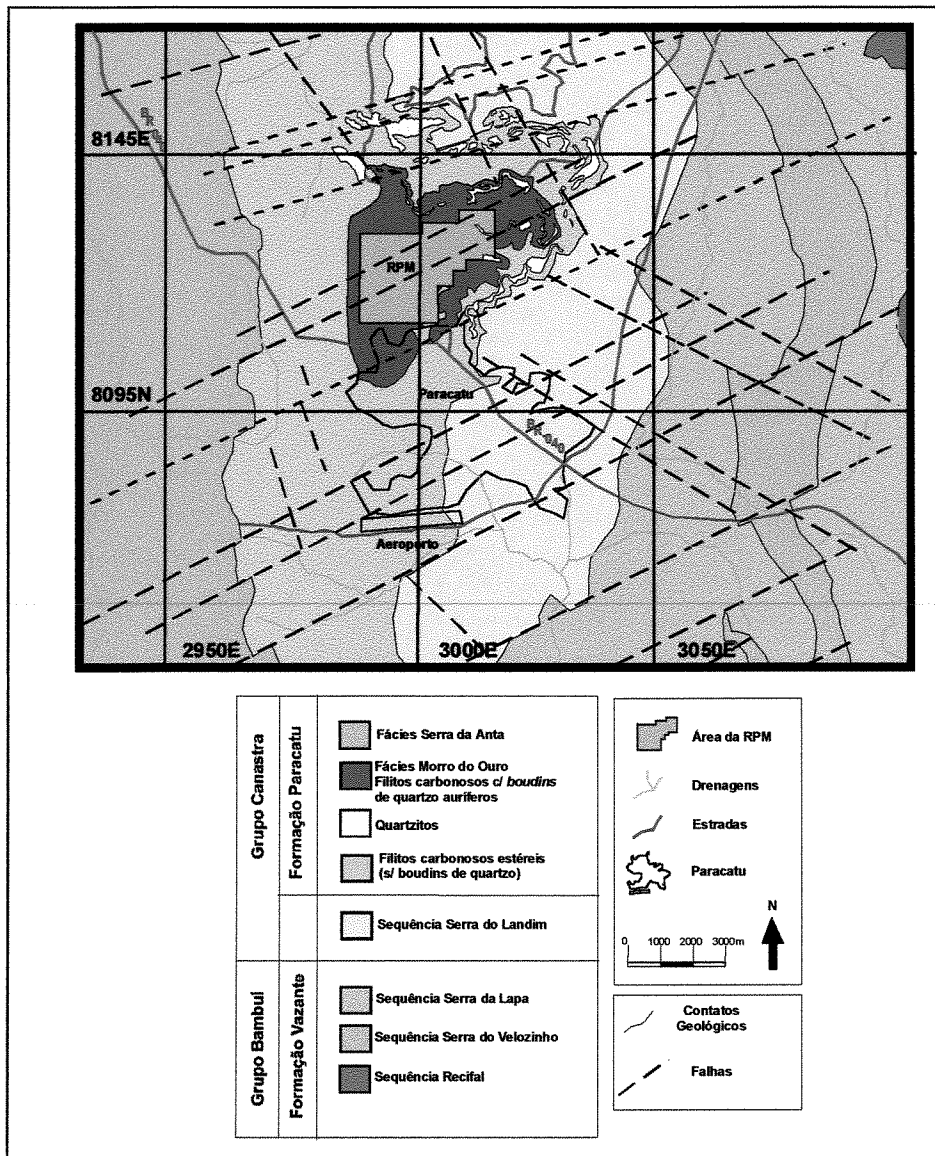


Figura 2.3: Mapa geológico da região do Morro do Ouro (Zini et al. 1988).

2.3. Tipos de Minério em Morro do Ouro

A caracterização litológica dos tipos de minério na Mina de MO baseia-se na alteração intempérica dos filitos carbonosos mineralizados da Formação Paracatu. A situação estratigráfica desta Formação, bem como a classificação que descreve estes horizontes, é ilustrada no perfil esquemático da Figura 2.4.

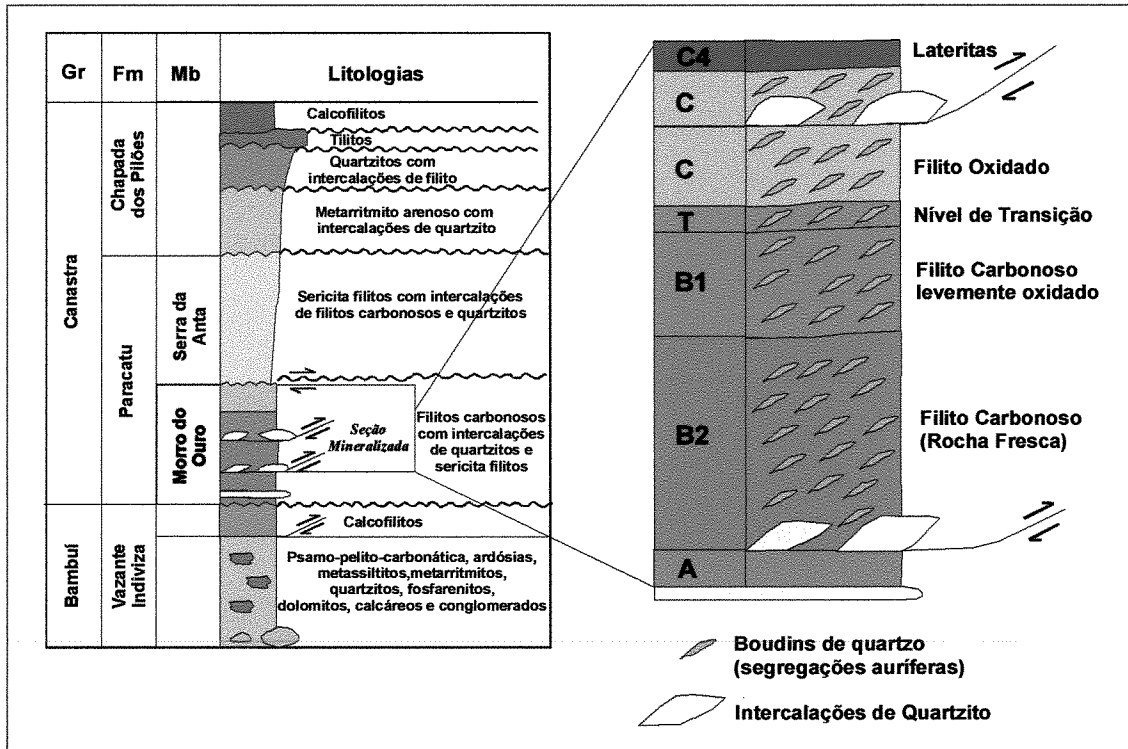


Figura 2.4: Coluna estratigráfica regional com detalhe da Seção Mineralizada (Freitas-Silva, 1996).

2.3.1. Unidade A

Esta unidade é a lapa do minério, onde os filitos carbonosos são dominados por muscovita, quartzo e clorita. A principal característica desta unidade é a ausência dos *boudins* de quartzo mineralizados.

Minerais acessórios comuns são ilmenita/magnetita, rutilo, turmalina e matéria orgânica. Sulfetos (predominantemente pirita), feldspatos, zircão, fragmentos líticos e monazita podem estar presentes, porém raramente são observados.

Os carbonatos presentes nesta unidade são siderita e ankerita e ocorrem apenas no contato

com a unidade B2. Minúsculos grãos de ouro são documentados, também próximo a este contato, porém são extremamente raros (Freitas-Silva, 1996).

A base desta unidade é marcada por uma camada de ortoquartzito, com espessura inferior a 5m, maciço, composto por quartzo, com grãos detríticos de zircão, turmalinas, fragmentos líticos e raros feldspatos.

De uma forma geral, os teores de Au na unidade A são muito baixos (variando de 0.01 a 0.30 g/t, média de 0.07 g/t). Os teores de As se situam entre 140 a 970 ppm (média de 399 ppm).

2.3.2. Unidade B2

Constitui a porção mineralizada inferior, em contato direto com rochas da unidade A. A característica distintiva entre os filitos carbonosos do horizonte B2 (Figura 2.5) e o horizonte de lapa é a presença generalizada de *boudins* de quartzo. A muscovita e o quartzo são os minerais dominantes. Esta presença de *boudins* produz diferenças significativas entre estes horizontes, dentre elas: a maior frequência de sulfetos (1,35% em B2, enquanto que em A são apenas minerais traços), carbonatos (1,95% em B2 e ausentes na unidade A) e clorita, que aparece com maior quantidade na unidade A (6%) do que em B2 (0,5%), (Freitas-Silva, 1996).

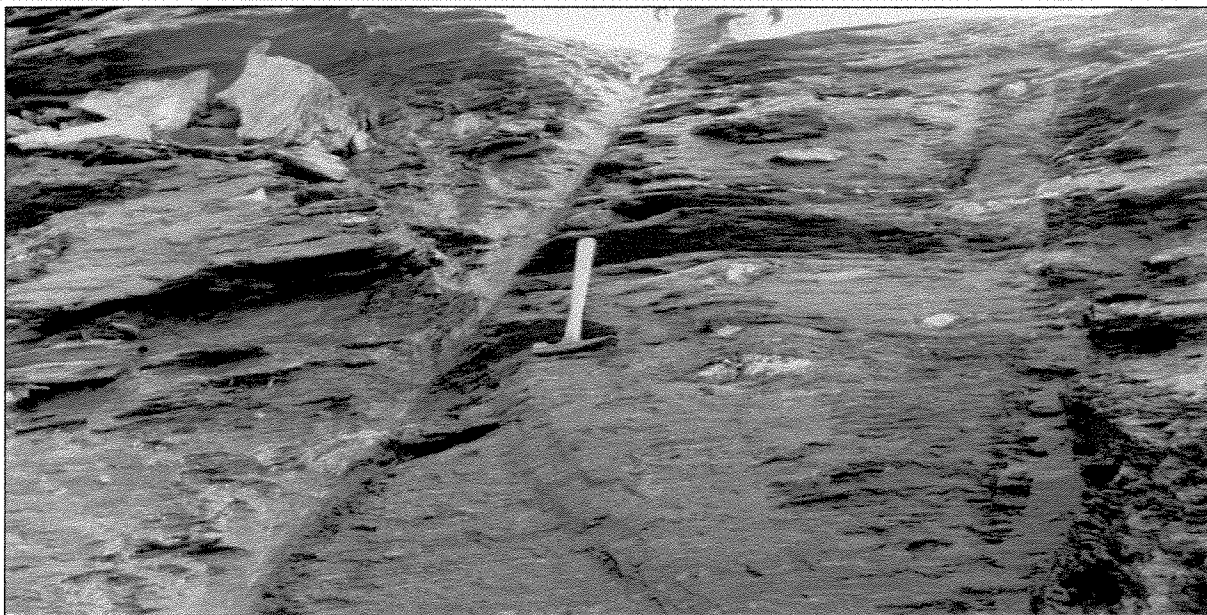


Figura 2.5: *Boudins* de quartzo auríferos centimétricos no horizonte B2.

Para o banco de dados estudado, a unidade B2 apresenta o maior valor para a variável As (25575 ppm). O sulfeto que contém este elemento, a arsenopirita, ocorre disseminada em meio a filossilicatos e óxidos, e encontra-se intimamente associada aos *boudins* de quartzo.

O ouro nesta unidade aparentemente é grosseiro. Cerca de 95% do ouro apresenta-se livre nos *boudins* de quartzo (Zini *et al.*, 1988). Carbonatos (siderita \pm ankerita), ocorrem preferencialmente em zonas de alívio de pressão nos níveis *boudinados* e como sombras de pressão formadas nas bordas de óxidos e sulfetos (Freitas-Silva, 1996). O teor médio de Au para este tipo de minério é de 0.35 g/t e o teor médio de As é de 1559 ppm.

2.3.3. Unidade B1

Esta unidade não apresenta diferença composicional significativa em relação ao tipo B2, sendo distinguida basicamente pelo grau de alteração intempélica. O minério B1 é parcialmente intemperizado (Figura 2.6), o que leva a alteração dos carbonatos e a transformação parcial dos sulfetos em óxidos e hidróxidos de ferro. O comportamento dos teores de Au é semelhante a B2, com valores médios de 0.36 g/t. Para o As, o teor médio é 1074.20 ppm.



Figura 2.6: Contato entre as unidades B2 e B1 (Mina de MO).

Níveis de alteração intempérica mais intensa para esta unidade e outras sobrejacentes são marcados por dois produtos: sulfatos e arseniotos complexos de ferro, contendo Al, Pb, Zn e Cu ou sulfatos e arseniotos complexos de alumínio, contendo Fe, Zn, Pb e Cu (Freitas-Silva, 1996). Estes produtos contribuem para a fixação do arsênio no sistema químico, mesmo após a transformação mineralógica intrínseca ao processo de alteração intempérica, quando o principal mineral de arsênio passa a ser a escorodita. Este fato apresenta forte influência nos resultados geoestatísticos da variável As.

2.3.4. Unidade T

Esta unidade representa o minério com características de transição entre as rochas com baixo grau de intemperismo e rochas fortemente oxidadas, apresentando contatos superior e inferior difusos (Freitas-Silva, 1996). Devido à alteração intempérica, esta unidade pode ter uma coloração branca, dada pela oxidação da matéria orgânica (material carbonoso).

A mineralogia mostra um aumento na proporção de hidróxidos e diminuição do material carbonoso, relativamente aos horizontes subjacentes. Os filossilicatos, que nos níveis inferiores são basicamente representados por sericita, na unidade T, passam a ser ilita, caracteristicamente manchada por óxidos de ferro. Segundo Freitas-Silva (1996), 50% da sericita original foi transformada em ilita.

Os teores de Au nesta unidade variam de 0.02 a 3.48 g/t, com média de 0.34 g/t, muito próxima das médias apresentadas pelos litotipos B1 e B2. Os teores médios de As são inferiores àqueles encontrados em B1 e B2 (817.69 ppm), possivelmente devido à maior influência de processos de lixiviação e remobilização do As.

2.3.5. Unidade C

Nesta unidade os filitos carbonosos encontram-se totalmente oxidados, com coloração amarela ou avermelhada. Apesar da forte alteração intempérica, algumas estruturas geológicas, como foliação tectônica, ainda podem ser observadas (Figura 2.7).

A mineralogia é composta, segundo Freitas-Silva (1996), por ilita (resultado de alteração da sericita), quartzo e até 15% hidróxidos e óxidos de ferro (goethita, e subordinadamente

maghemita, lepidocrosita e hematita). Carbonatos e material carbonoso são ausentes. Sulfetos, raramente preservados, aparecem apenas como traços. Os teores de Au nesta unidade variam desde 0.01 até 8.86 g/t, com média de 0.38 g/t. O teor médio de As é 990.67 ppm.



Figura 2.7: Horizonte C (filitos carbonosos oxidados).

2.3.6. Unidade C4 - Lateritas

As lateritas ocorrem em porções topográficas superiores, sustentando o relevo de morros característicos na região (Figura 2.8). Observa-se claramente nesta unidade um notável enriquecimento supergênico em Au. Em todo o banco de dados abordado nesta pesquisa, esta é a unidade que apresenta os maiores teores de Au (até 8.82 g/t), mas distribuídos de forma extremamente errática.

Na Mina de MO, esta unidade é considerada estéril devido à sua dureza e quantidade de ferro elevada, o que acarreta problemas no beneficiamento.

2.3.7. Unidade Q - Quartzitos

A unidade Q corresponde a quartzitos (ortoquartzitos), que ocorrem intercalados às zonas mineralizadas (Figura 2.8). São compostos basicamente por quartzo (95%), e apresentam como minerais acessórios ilmenita, magnetita, turmalina, zircão, rutilo (produto de alteração das ilmenitas) e sericita. Feldspatos são raros (Freitas-Silva, 1996).

Os quartzitos da zona mineralizada distinguem-se dos quartzitos na base da unidade A por apresentarem sulfetos (geralmente pirita e arsenopirita), alguns óxidos e presença eventual de grãos de ouro. Esta unidade é enriquecida em As, apresentando teor médio de 2500 ppm.



Figura 2.8: Quartzitos intercalados a zona mineralizada.

Estes quartzitos ressaltam estruturas geológicas devido a sua maior competência em relação aos filitos carbonosos. Um perfil geológico mostrando as relações entre os litotipos alterados (C, T e B1), as lentes de quartzito e estruturas em uma zona de falha pode ser observado na Figura 2.9.

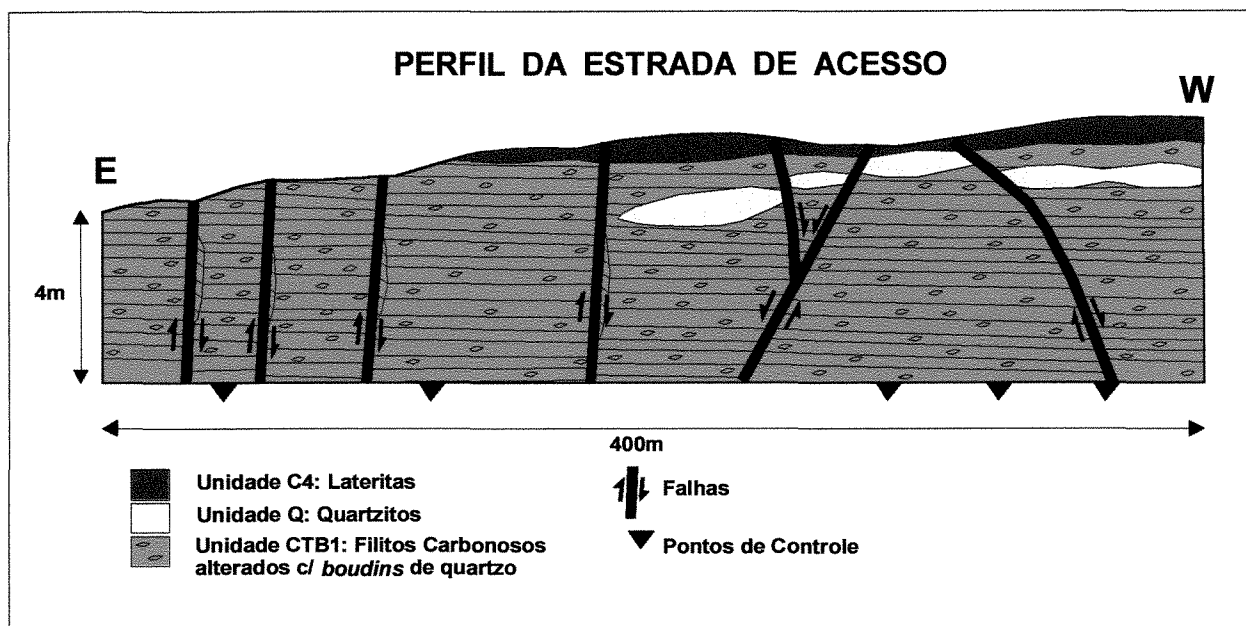


Figura 2.9: Perfil geológico da estrada de acesso a Mina MO.

2.4. Geologia da Área Modelada

Os controles geológicos e as relações entre as unidades na área de estudo foram revistos com base no mapa geológico da área na Mina de MO e em observações feitas durante a etapa de campo. Estas informações foram utilizadas para determinar correlações estratigráficas e estruturais, e para a interpretação das seções geológicas dos dados de sondagem, possibilitando uma análise geoestatística integrada com as características geológicas da mineralização.

Os filitos carbonosos mineralizados e frescos, que correspondem à unidade B2, apresentam-se expostos apenas em pequenas áreas onde a mina foi explorada de maneira mais extensiva, próximas à áreas que hoje correspondem a tanques de decantação de minério.

Os critérios para a separação entre estes horizontes alterados intempericamente é visual, baseado em mapeamentos geológicos feitos por profissionais da RPM. A porção superior, totalmente alterada intempericamente, é designada pela letra C. A rocha levemente alterada é designada pela sigla B1 e um horizonte transicional, entre B1 e C, pela sigla T.

O horizonte B1 apresenta poucos cristais de sulfetos preservados e esqueletos ou *boxworks* destes minerais. O horizonte T apresenta uma maior incidência de *boxworks*, com

raríssimos cristais de sulfetos. Já o horizonte C apresenta somente os esqueletos destes minerais e maior lixiviação da matéria carbonosa.

Como correspondem ao mesmo litotipo e apresentam distribuições de teores muito semelhantes, estes horizontes foram agrupados em um único horizonte, o CTB1 (Figura 2.9), que apresenta cor marrom-amarelada. Em várias localidades, os tons amarelados evoluem para tons de branco mesclados com tons de verde, a depender do quanto a rocha foi submetida à processos de lixiviação e oxidação da matéria carbonosa, ou ainda, à formação de minerais secundários, como escorodita.

Este horizonte pode ser considerado fracamente deformado, apresentando baixa quantidade de *boudins* (espessos de 0,8m a 1,5m), com dimensões centimétricas a decimétricas (variam de 2 a 20cm).

Outro elemento importante são as intercalações de quartzito, que aparecem como lentes *boudinadas*, com espessuras que variam de 20cm a 3,5m, sendo que as mais espessas ocorrem em subsuperfície.

2.4.1. Estruturas Geológicas da Área Modelada

A geometria ou continuidade espacial de corpos de minério tipicamente varia com as direções de estruturas geológicas condicionantes do fenômeno, sejam estas de ordem geradora ou remobilizadora dos minerais (Deustch & Lewis, 1995). Estas direções representam as direções preferenciais de continuidade (ou menor variabilidade) dos teores.

Na área de estudo, a direção de maior continuidade dentro da mineralização é a direção de maior alongação dos *boudins*, que por sua vez é paralela à uma forte lineação de estiramento mineral (D1=N220/2SW). Esta direção é ortogonal a S_0/S_n (D2=N310/2SW) que representa a segunda direção mais importante para a mineralização. Esta foliação representa uma descontinuidade física que contribui para o alojamento dos *boudins* nos filitos carbonosos (Figura 2.10).

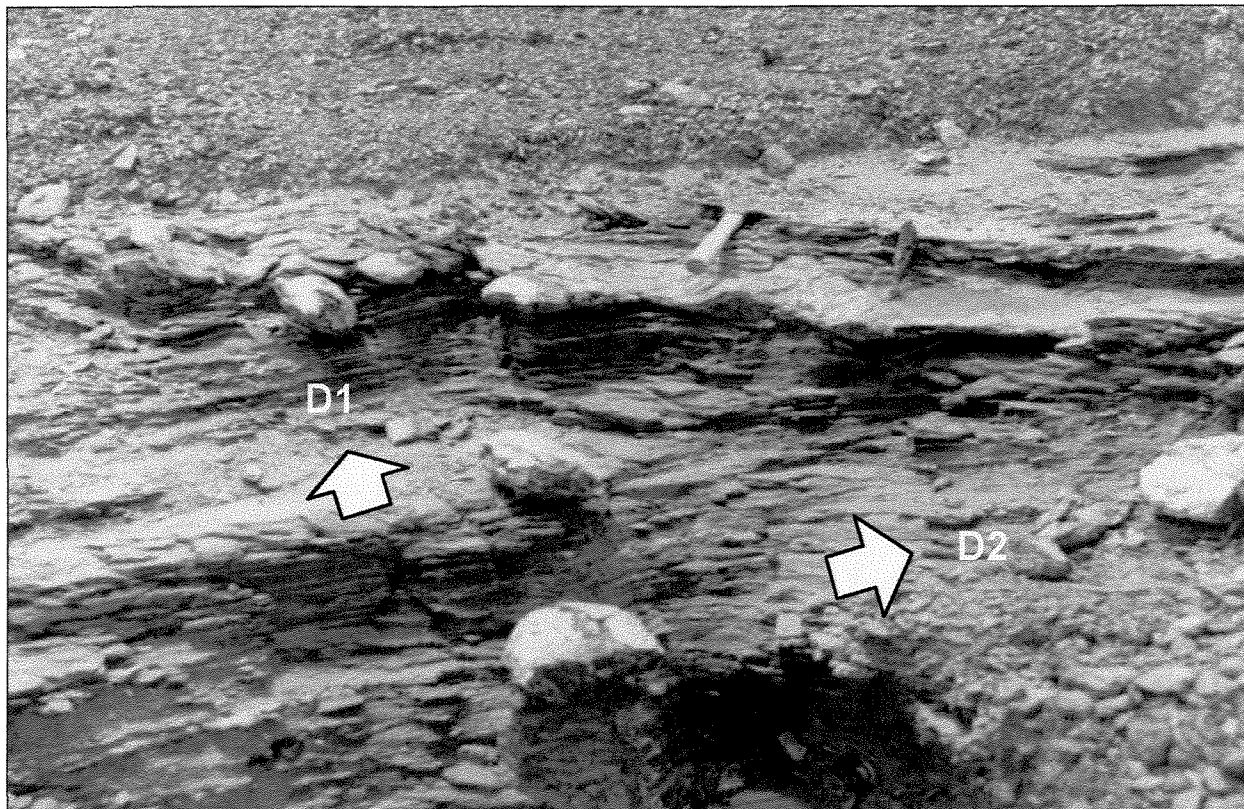


Figura 2.10: *Boudins* de quartzo auríferos nos filitos carbonosos.

As 3 estruturas geológicas consideradas durante o processo de modelagem tridimensional foram:

- 1) foliação principal (S_n) – que é paralela/subparalela ao acamamento (S_0);
- 2) falhas normais e reversas, com rejeitos variando de 0,5m a 6m;
- 3) geometria das lentes de quartzito, caracteristicamente *boudinadas*, com espessuras de 0.20m a 3.5m.

A foliação principal (S_n/S_0) apresenta atitudes comumente de baixo ângulo de mergulho (2°), exceto em zonas de falhamento, quando as atitudes exibem variações complexas, observando-se ângulos de mergulho da ordem de 30° a 60° .

As falhas normais ou reversas mapeadas pela RPM e observadas em campo são predominantemente de alto ângulo (de 83° a 90°), excetuando-se duas falhas normais cujos ângulos demonstram uma inclinação um pouco menor (35° e 53°). As lentes de quartzito apresentam formas *boudinadas* e atitudes concordantes com a estruturação dos *boudins*.

2.5. Modelagem Geológica Tridimensional da Área

Modelar significa concentrar-se naquelas variáveis que são relevantes para a solução de um determinado problema, abstraindo as informações que não são importantes (Rumbaugh, 1991). Neste trabalho, o modelo geológico tem como finalidade definir a geometria dos litotipos e as principais estruturas da área. Após o estabelecimento deste modelo, é realizada a estimativa dos teores através de geoestatística ou por métodos geométricos. Este tipo de modelagem por sólidos (ou *wireframes*) encontra-se em franco desenvolvimento nas geociências (Deutsch & Lewis 1995).

Dentro do processo de modelagem geológica tridimensional, para *qualquer* atributo, é fundamental que seja feita a caracterização geológica de superfície onde será executada a modelagem. Elementos condicionantes deste processo são:

- fonte das informações (proveniência, campanhas, critérios, formas de amostragem);
- análises (volume das amostras, descrições litológicas);
- incorporação dos dados geológicos de campo (falhas, contatos e estratigrafia);
- análise espacial da área em questão (geomorfologia, área de lavra, etc).

A Figura 2.11 resume o processo de caracterização geológica local para fornecer informações a serem incorporadas durante a modelagem tridimensional.

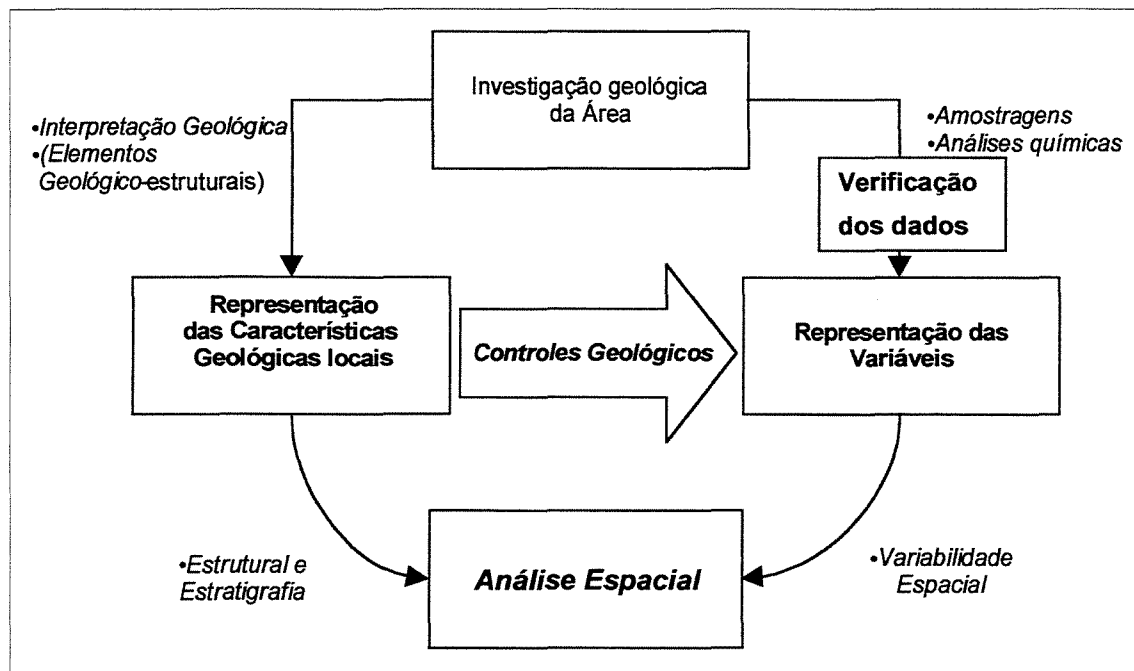


Figura 2.11: Processo de caracterização geológica como subsídio da modelagem geológica (Houlding, 1994).

A primeira etapa na elaboração do modelo deve ser a incorporação dos elementos estruturais. Nesta etapa foram digitalizadas as falhas normais que ocorrem na área.

De uma maneira geral, o problema consiste em construir superfícies tridimensionais de um sistema de falhas através de dados geológicos de mapas superficiais correlacionados com os dados de sondagem.

Renard e Corrioux (1994) apresentam a incorporação de falhas dentro de um trabalho de modelagem geológica através de superfícies trianguladas com correlação de perfis sísmicos, estratégia esta adaptada neste estudo geológico-geométrico, segundo o diagrama da (Figura 2.12).

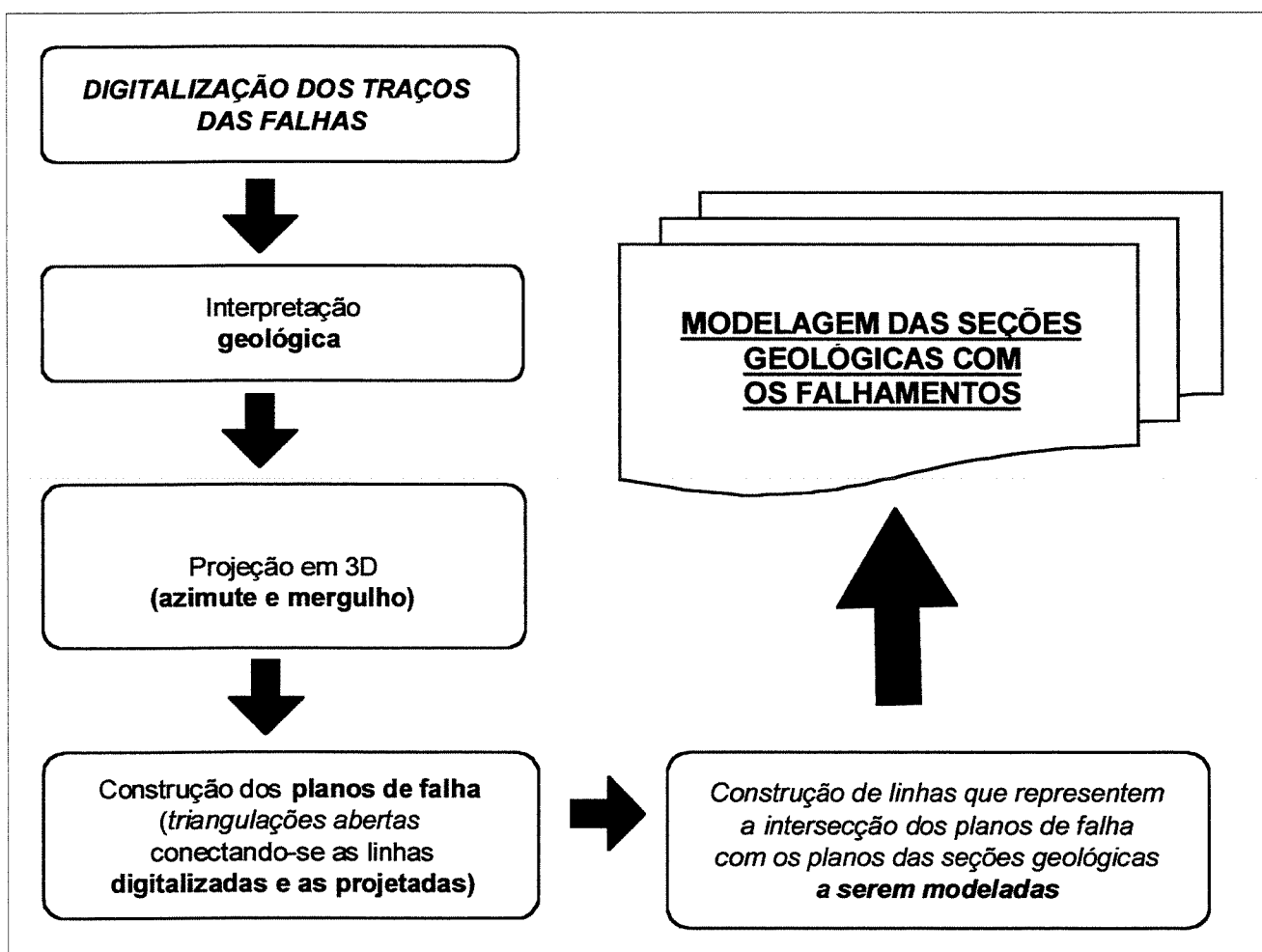


Figura 2.12: Incorporação das falhas durante o processo de modelagem geológica.

Os traços de falha foram lançados primeiramente na forma bidimensional, depois projetados espacialmente segundo suas atitudes e ângulos de mergulho. A intersecção dos planos de falha com o plano das seções permite a construção de linhas, que representam a movimentação das camadas nas seções geológicas, como mostra a Figura 2.13.

A observação dos dados litológicos dos testemunhos de sondagem permite determinar a movimentação relativa dos blocos falhados, em relação a sua posição estratigráfica típica. As falhas incorporadas ao modelo na área de estudo estão representadas nas Figuras 2.14 e 2.15, separando-se as falhas mapeadas daquelas inferidas.

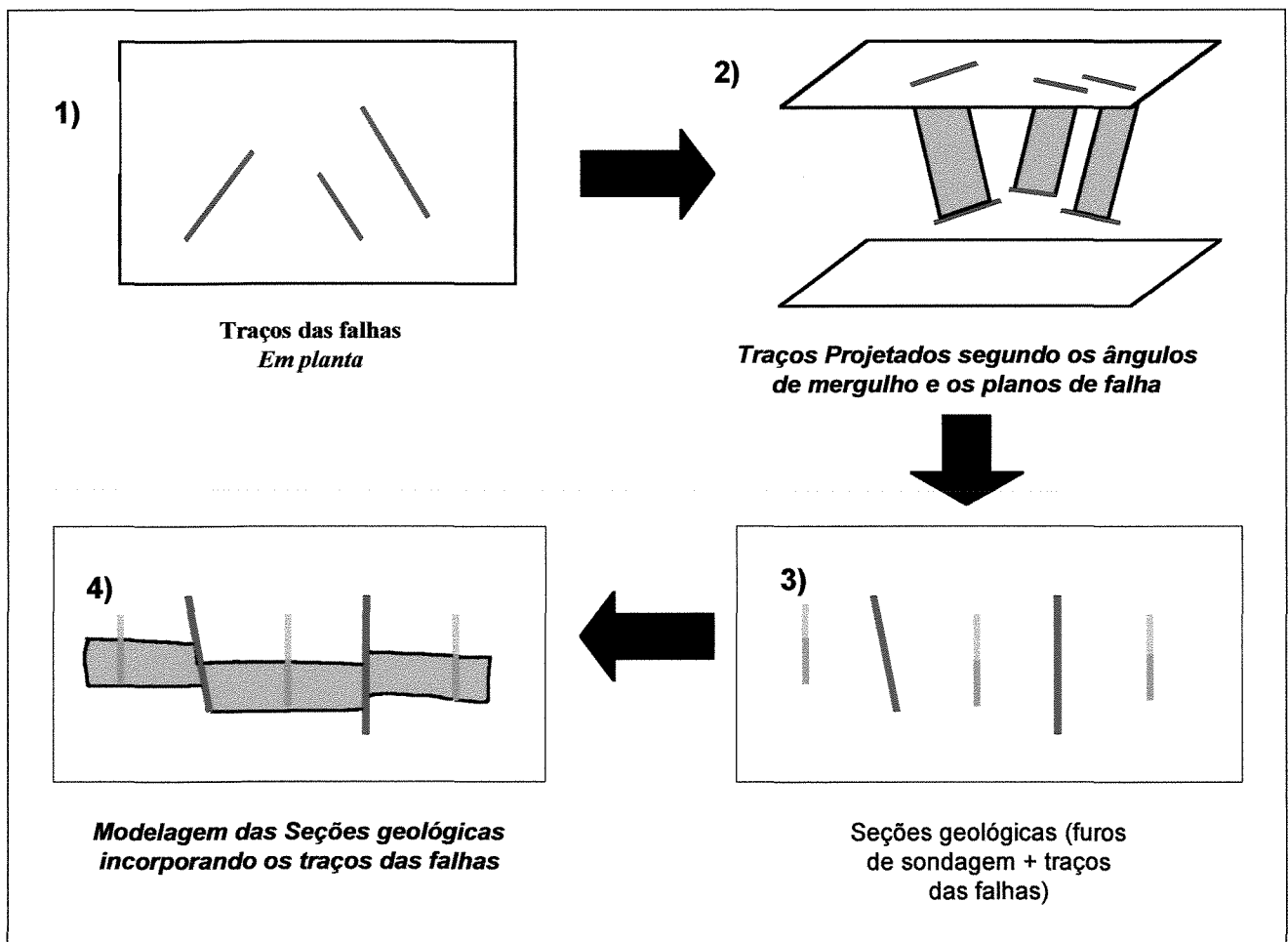


Figura 2.13: Incorporação das falhas durante a modelagem geológica das seções.

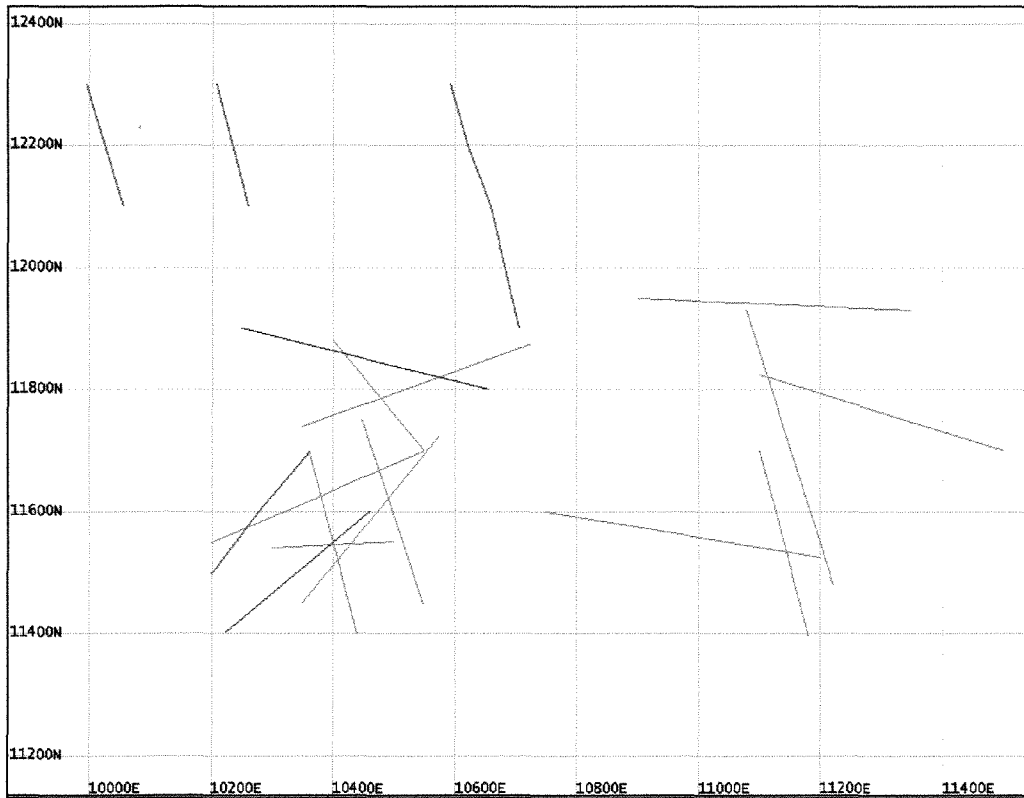


Figura 2.14: Falhas normais mapeadas (verde) e inferidas (magenta).

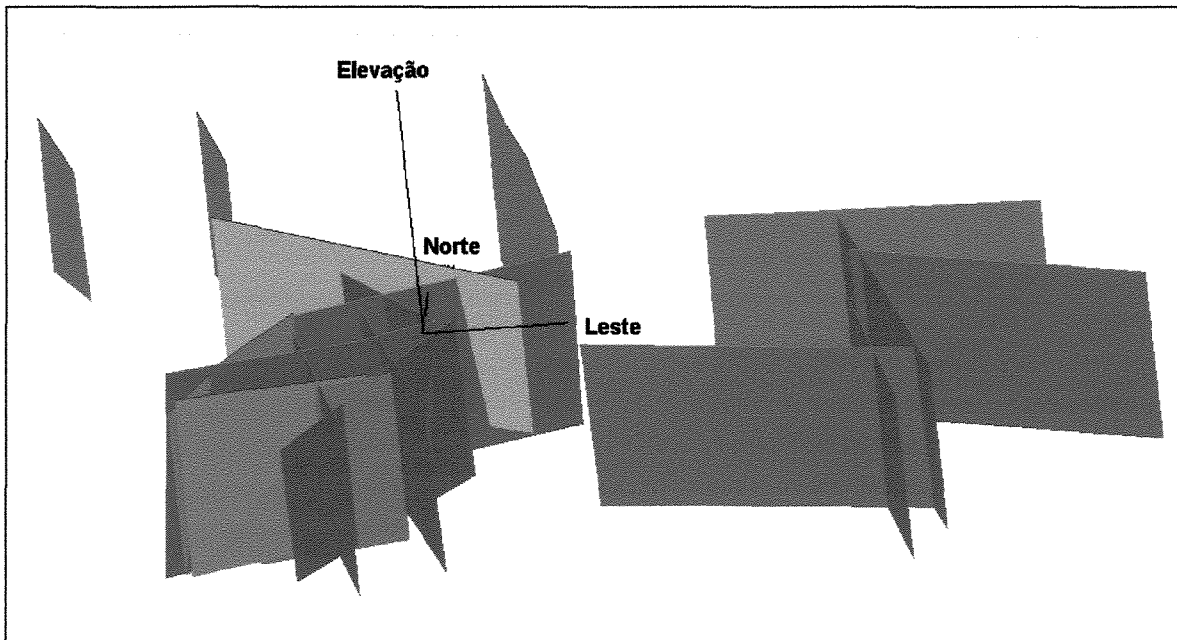


Figura 2.15: Planos de falhas normais mapeadas (vermelho) e inferidas (marrom).

2.5.1. Modelagem das Seções

Todos os litotipos modelados da área de estudo exibem grau elevado de continuidade em três dimensões, exceto as lentes de quartzito. Esta continuidade faz com que a ligação (*linking*) entre as seções de interpretação geológica seja otimizada⁴.

O entendimento da situação tridimensional das unidades também é facilitado quando se analisa a geologia previamente, o que permite considerar devidamente a interferência das estruturas. Cada seção modelada deve conter o máximo possível de detalhes geológicos considerados durante sua execução (Figura 2.16).

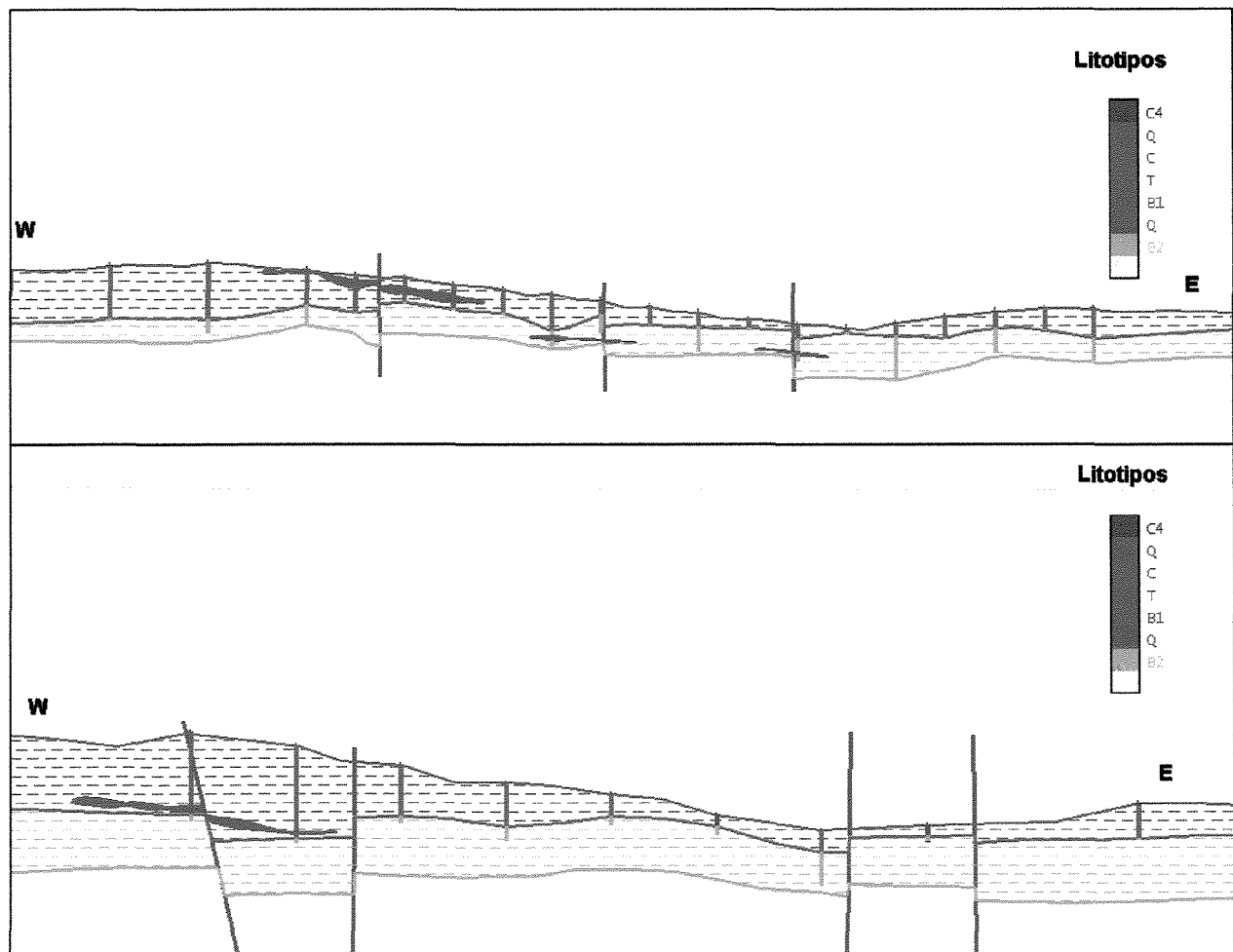


Figura 2.16: Exemplo de seções geológicas interpretadas.

⁴ Não necessite de nenhuma ferramenta computacional para conseguir a geração dos sólidos válidos (*wireframes* fechados que permitem cálculos de volume).

Um aspecto importante quando se faz este tipo de modelagem é a regularidade entre os pontos para a construção das interpretações, pois a geometria resultante destas seções é obtida através da ligação entre estes pontos (*modelo de wireframes ou triangulações*). Estes corpos geométricos corresponderão aos corpos geológicos.

A representação computacional final destes modelos só poderá ser admitida como ‘geológica’ quando for equivalente ao mapa geológico tridimensional, ou seja, estes modelos deverão corresponder exatamente às características geológicas da área modelada (Houlding, 1994).

Ao invés de uma interpretação convencional bidimensional, estes modelos possibilitam obter volumes, além de permitir a descrição da mineralização em infinitos planos de observação (Houlding, 1999). A modelagem geológica das seções foi executada segundo a direção EW para os tipos de minério, incluindo-se os horizontes B2 e CTB1, respeitando-se as atitudes de baixo ângulo de mergulho das camadas, sempre para W (Figura 2.17).

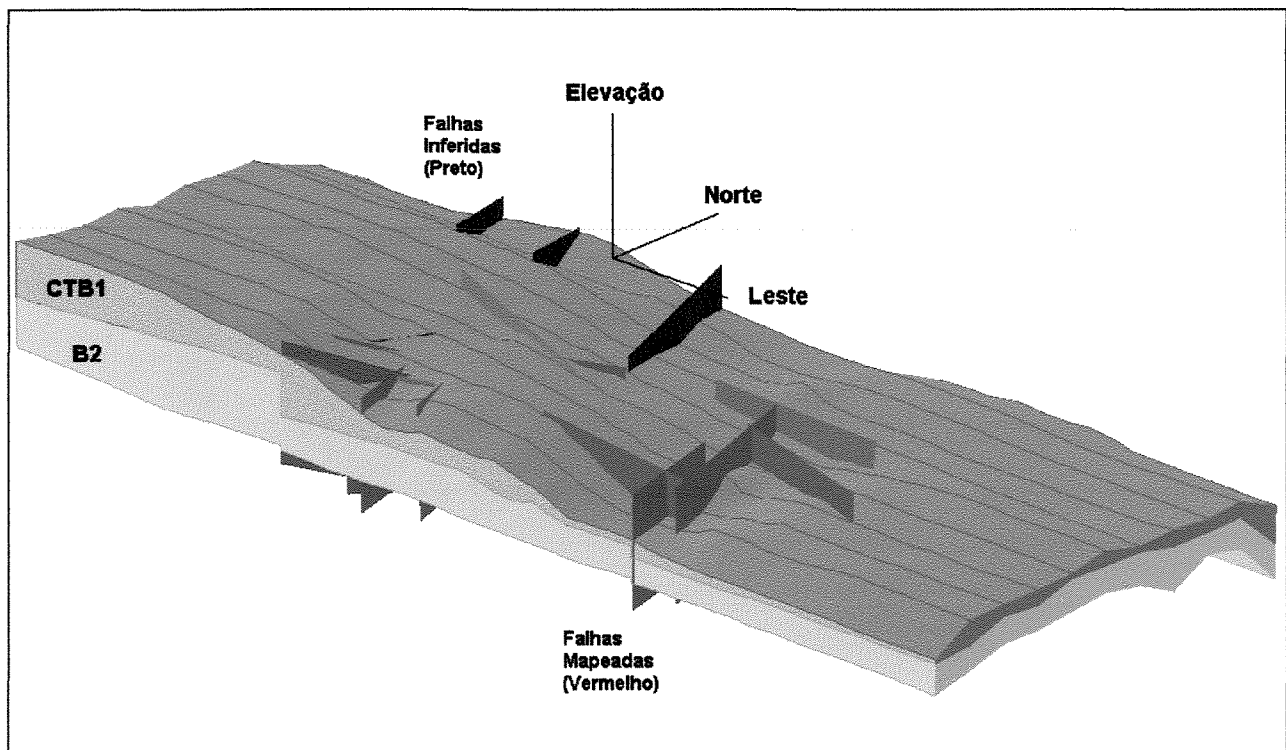


Figura 2.17: Modelo geológico tridimensional para B2 e CTB1.

As sondagens apresentam uma malha quadrática regular espaçada de 100m, porém em algumas localidades, esta malha apresenta-se sem informação. Nestas localidades, durante a modelagem das espessuras dos horizontes B2 e CTB1, procurou-se observar as espessuras nas seções anteriores e posteriores com mais informações ou maior número de sondagens.

O contato entre os litotipos A e B2, poderia fornecer uma visão tridimensional da geometria dos corpos de filito mineralizados, através da delimitação entre os horizontes mineralizados e não-mineralizados. Porém, devido a escassez de furos mais profundos, esta parte da modelagem ficou prejudicada. Apenas 5 furos de sonda contém informação abaixo deste contato. Em função disto, o limite inferior de B2 modelado foi considerado como o limite dos dados, ou seja, sua espessura varia de acordo com as profundidades de amostragem, honrando os dados amostrais.

A análise do contato entre B2 e CTB1 indica que a alteração intempérica ocorreu também lateralmente, ou seja, paralelamente à foliação principal. A baixa continuidade espacial dos quartzitos dificulta sua representação tridimensional por meio de volumes (Figura 2.18). Devido ao grande espaçamento entre os furos de sonda, e considerando-se as dimensões das lentes de quartzito neste nível de detalhe, a modelagem desta unidade foi dificultada. As maiores continuidades laterais destes horizontes segundo a direção EW são da ordem de 300 a 400m (3 a 4 seções).

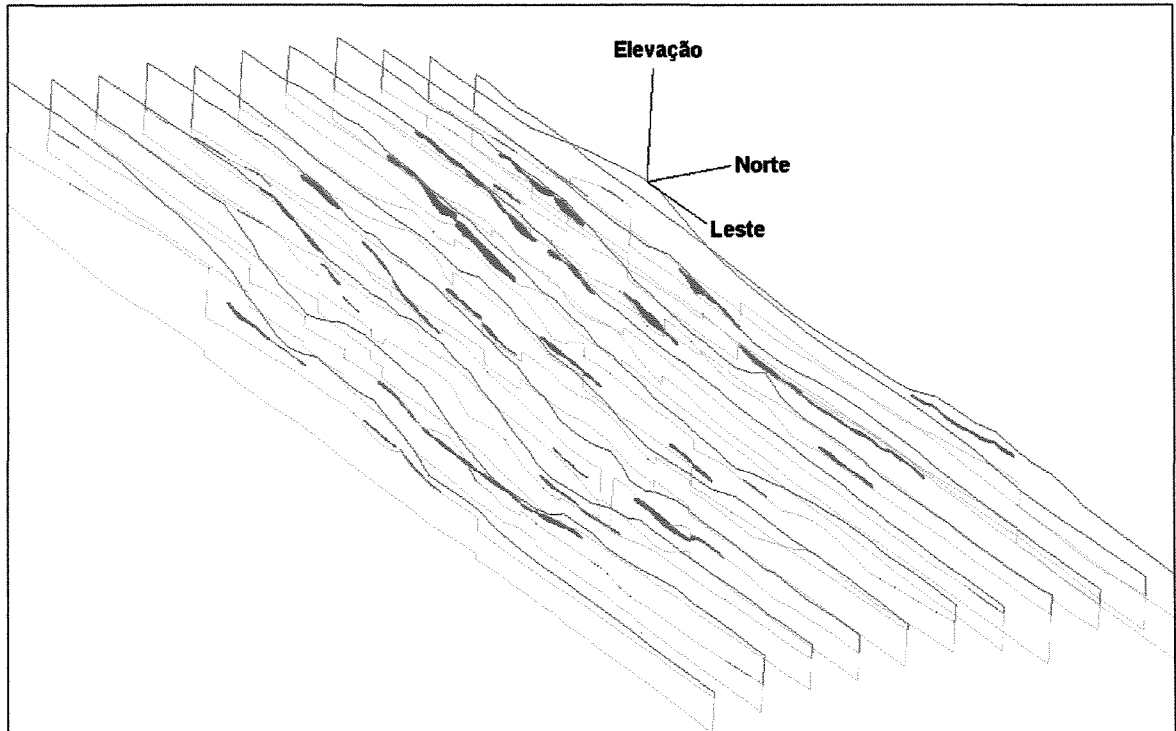


Figura 2.18: Posicionamento das lentes de quartzito (azuis) em B2 e CTB1.

As lateritas foram modeladas com o objetivo de separar áreas onde essas podem ter influência na avaliação geoestatística, devido ao seu enriquecimento supergênico em Au. As lateritas também apresentam ocorrência restrita dentro da área e estudos mais refinados com relação à sua caracterização espacial certamente requerem uma amostragem em malha mais fechada, condicionada a mapeamentos geológicos de superfície.

CAPÍTULO 3 - GEOESTATÍSTICA LINEAR

3. Análise Exploratória

A análise exploratória ou análise estrutural dos dados amostrais consiste de cálculos estatísticos cujo objetivo é detectar tendências de agrupamento, dispersão ou correlação entre as variáveis (Isaaks & Srivastva, 1989), neste caso, Au e As. Estes cálculos são feitos considerando-se o total de amostras (Tabela 3.1) e, em seguida, agrupando-se as amostras segundo a classificação dos horizontes em exploração pela RPM (C,T, B1 e B2) (Tabelas 3.2 e 3.3).

A representação da distribuição espacial dos teores é feita através de mapas base⁵ das variáveis (Figuras 3.1 e 3.2). Estes mapas permitem uma primeira observação sobre a distribuição espacial das variáveis em estudo.

Tabela 3.1: Estatística básica de Au e As.

	Au (g/t)	As (ppm)
Amostras	3926	3151
Mínimo	0.005	4.000
Máximo	8.807	25575.000
Média	0.348	1220.933
Desvio padrão	0.311	1470.494
Percentil 25%	0.191	555
Percentil 50%	0.298	817
Percentil 75%	0.428	1312
DIQ⁶	0.237	757

Tabela 3.2: Estatística básica de Au por unidade de minério

Au (g/t)	B2	B1	C	T	CTB1
Amostras	930	1822	631	307	2760
Mínimo	0.026	0.010	0.015	0.021	0.010
Máximo	2.978	2.604	8.807	3.486	8.807
Média	0.355	0.360	0.376	0.336	0.361
Desvio padrão	0.248	0.227	0.540	0.271	0.330
Percentil 25%	0.197	0.213	0.197	0.183	0.207
Percentil 50%	0.300	0.312	0.303	0.293	0.308
Percentil 75%	0.429	0.440	0.437	0.417	0.438
DIQ	0.232	0.227	0.240	0.234	0.231

⁵ Mapas onde as dimensões ou cores dos símbolos representam os valores numéricos das amostras para as variáveis.

⁶ Distância Interquartis: representa a diferença entre os quartis (ou percentis) superior (75%) e o inferior (25%).

Tabela 3.3: Estatística básica de As por unidade de minério

As(g/t)	B2	B1	C	T	CTB1
Amostras	780.000	1463.000	507.000	226.000	2196.000
Mínimo	9.000	4.000	96.500	220.000	4.000
Máximo	25575.000	14950.000	7750.000	5858.000	14950.000
Média	1559.010	1074.206	990.667	817.669	1028.518
Desvio padrão	1946.502	982.563	994.681	591.365	955.977
Percentil 25%	604.000	565.000	520.000	541.500	550.000
Percentil 50%	1030.000	795.000	706.000	682.500	755.000
Percentil 75%	1850.000	1207.500	975.500	897.500	1125.000
DIQ	1246	642.500	455.500	356	575

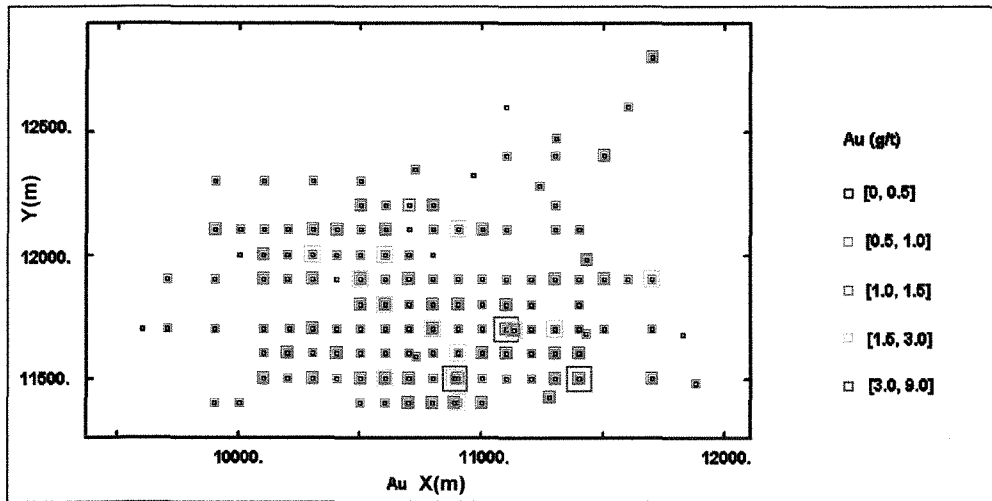


Figura 3.1: Mapa base da variável Au em g/t.

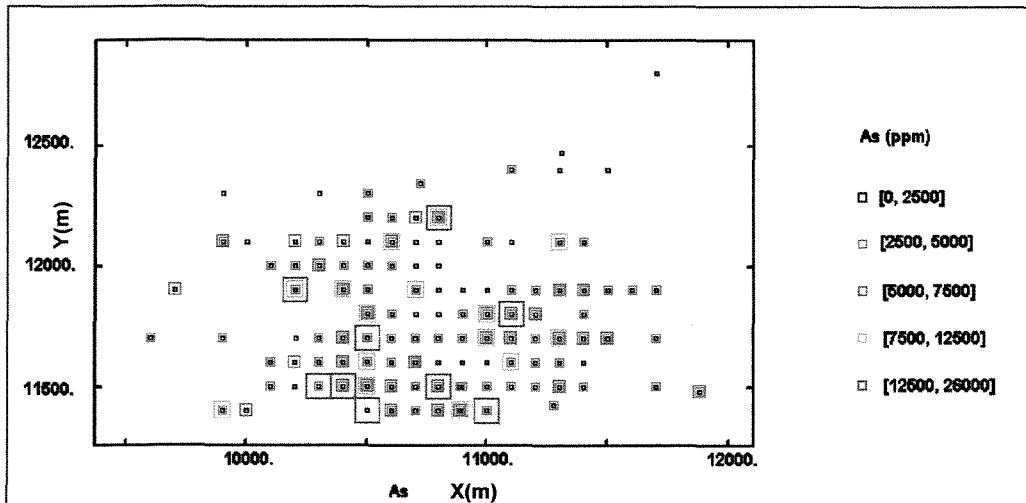


Figura 3.2: Mapa base da variável As em ppm.

Lançando os parâmetros estatísticos básicos das Tabelas 3.2 e 3.3 em gráficos (Figura 3.3) para os tipos de minério, podemos observar tendências distintas para as variáveis Au e As dentro de cada um deles. O Au comporta-se de maneira constante em todos os litotipos, permitindo o tratamento geoestatístico conjunto destes (Figura 3.3.a). Para a variável As, os gráficos da Figura 3.3 mostram que o horizonte B2 é totalmente distinto dos demais horizontes alterados. Esta diferença é devida, nos horizontes acima de B2, à decomposição da arsenopirita quando submetida à processos de alteração intempérica, e conseqüente mobilização do As (Figura 3.3.b).

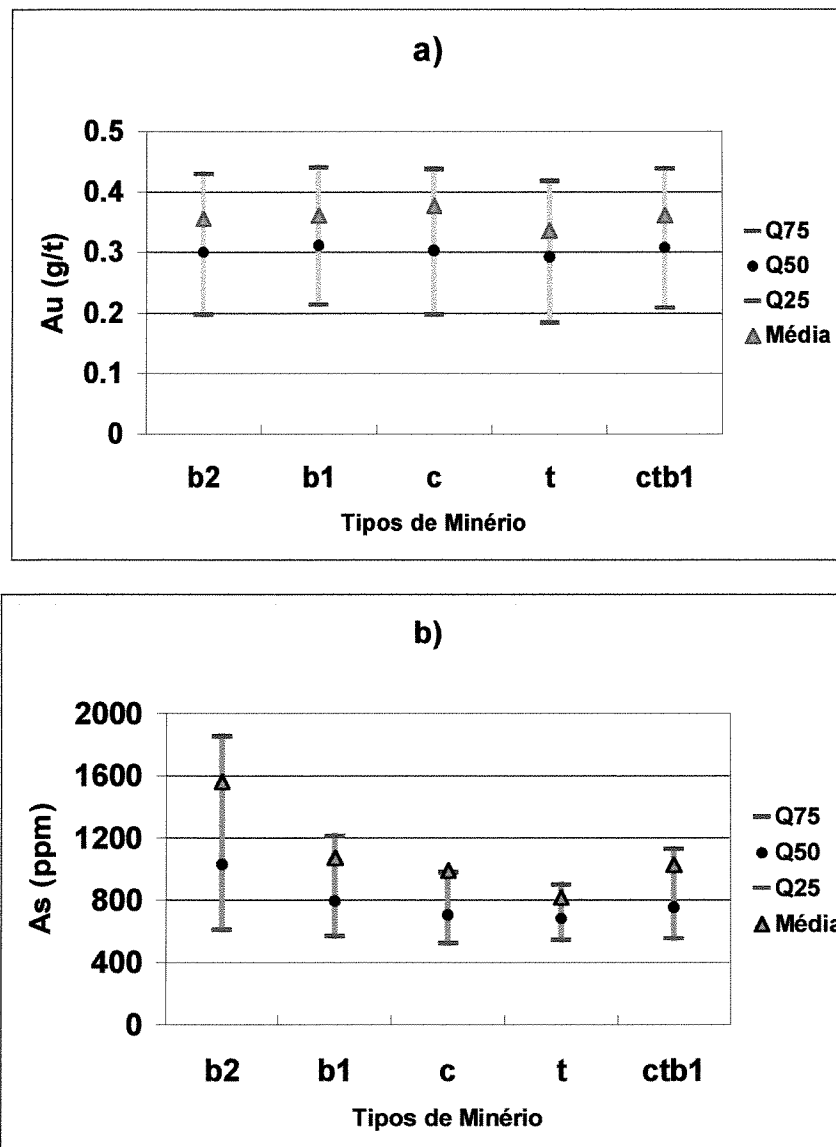


Figura 3.3: Gráficos estatísticos para as variáveis Au (a) e As (b) nos litotipos.

As distribuições foram analisadas também através de histogramas de frequência (Figura 3.4) para os horizontes B2 (minério primário), transicional (B1+T) e oxidado (C). Para a variável As, a unidade B2 apresenta maior espalhamento dos valores entre as classes e menor frequência para os valores da primeira classe. A semelhança nas distribuições dos horizontes transicional (B1+T) e oxidado (C) permite que estes sejam considerados e modelados geologicamente como um único, o CTB1.

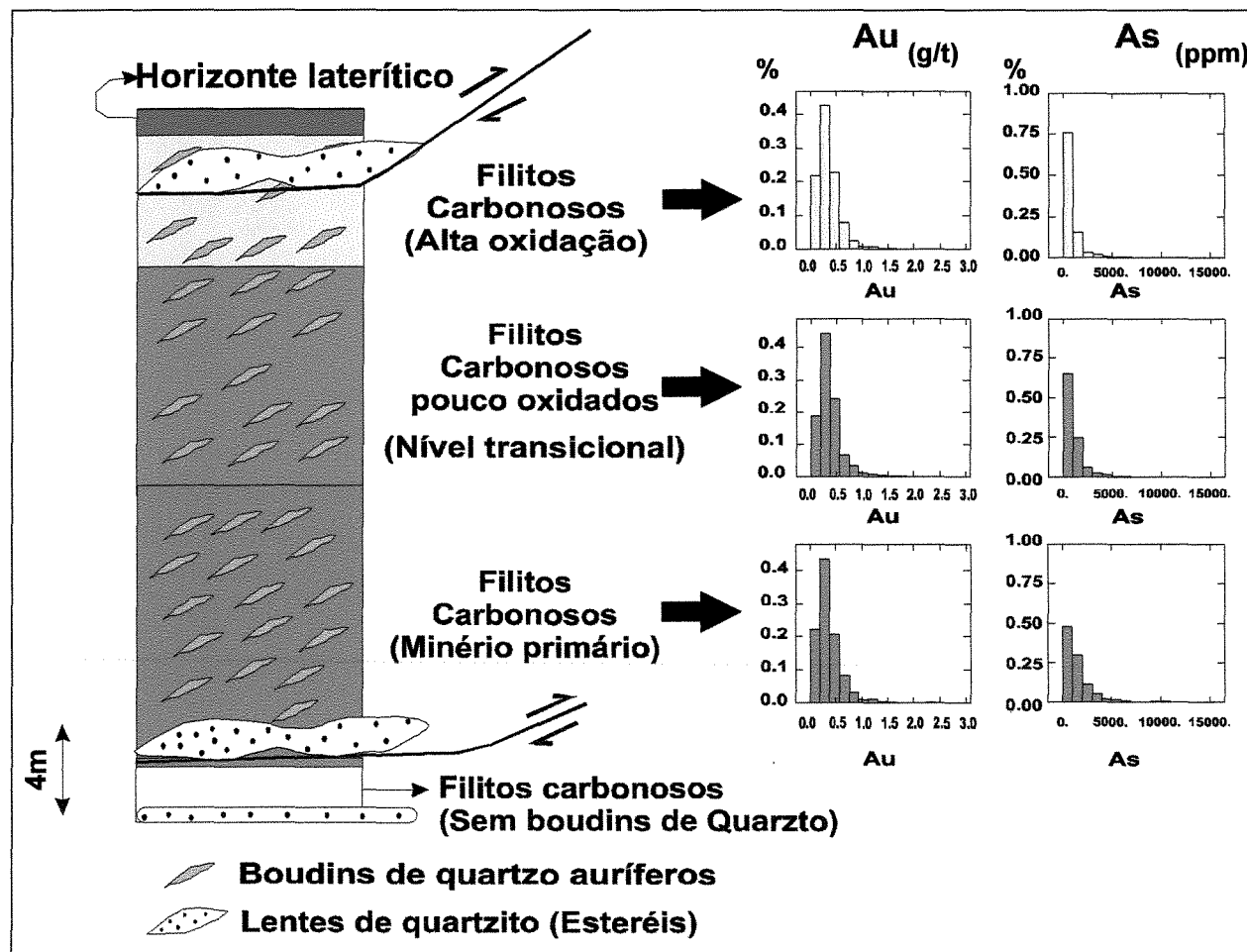


Figura 3.4: Distribuições de frequência (histogramas) para as unidades de minério.

Diagramas de correlação sugerem que os teores de Au não estão geoestatisticamente associados aos teores de As em nenhum horizonte alterado (Figura 3.5). Nestes diagramas, nota-se que o comportamento do Au e As em cada litotipo individual é muito similar àquele obtido considerando-se todos os litotipos (Figura 3.5). Entretanto, existe correlação geológica entre estes elementos.

Os boudins de quartzo, ricos em Au, contém abundante arsenopirita no minério primário (B2) (Figura 3.6) e quantidades variáveis de escorodita no minério oxidado (CTB1).

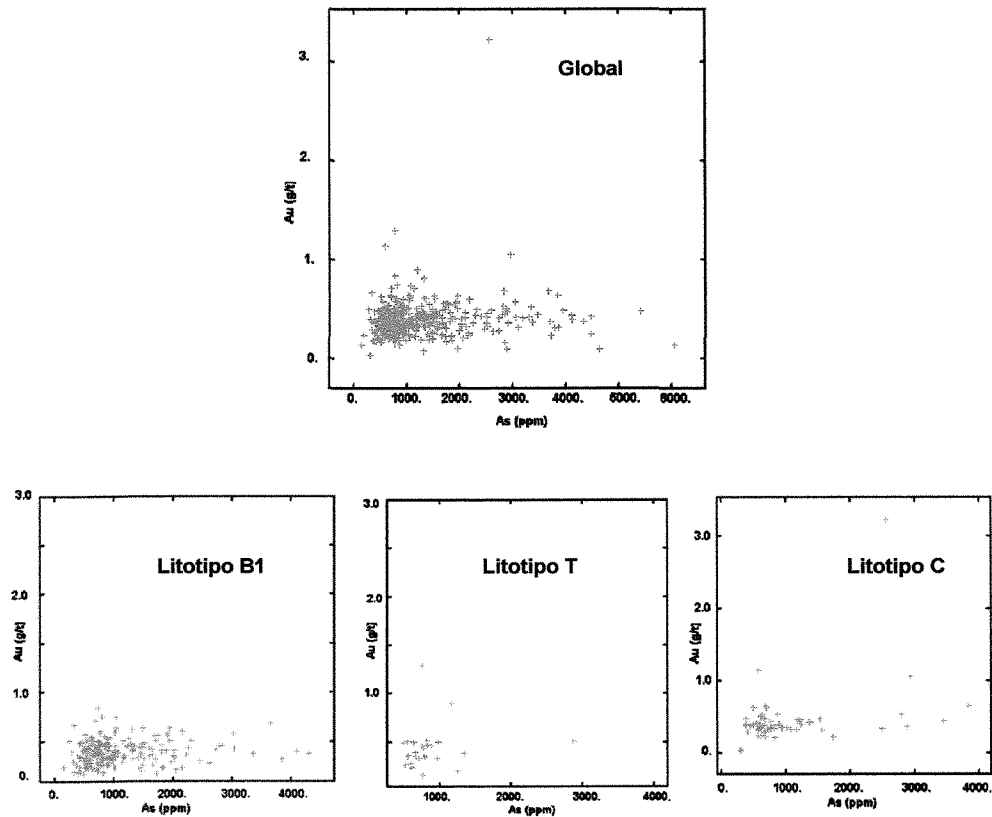


Figura 3.5: Diagramas mostrando baixa correlação estatística entre Au e As.

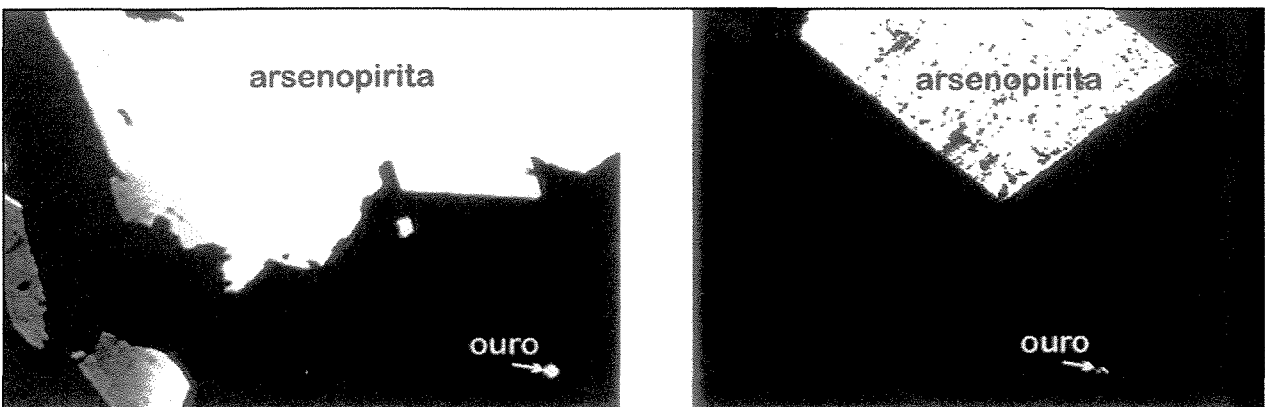


Figura 3.6: Fotomicrografias de amostras extraídas dos *boudins* de quartzo no horizonte B2 (minério primário), onde Au e arsenopirita (As) ocorrem comumente associados (Extraído de Freitas-Silva, 1996).

Considerando-se apenas a mineralização primária (B2), a correlação estatística aumenta (Figura 3.7). Isto porém não possibilita a obtenção de um modelo de correlogramização (variograma cruzado) capaz de ajustar estas duas variáveis de forma matematicamente adequada, mesmo com as variáveis apresentando as mesmas direções de anisotropia. Diante deste fato, em uma primeira etapa, a análise geoestatística foi realizada separadamente para cada variável e os dados foram tratados considerando-se todos os horizontes como apenas um único. Numa segunda etapa, somente os dados de B2 (ou mineralização primária) foram tratados e tomados como condicionantes para a realização da co-simulação.

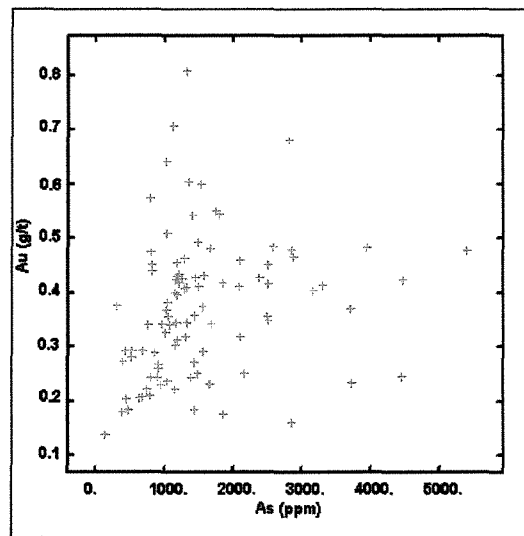


Figura 3.7: Diagrama de correlação entre Au e As somente na unidade B2.

Após esta primeira abordagem estatística, as amostras anteriormente espaçadas de 1m foram agrupadas em composições (ou *composites*) de 8m, através do cálculo da média aritmética dos valores de teores em cada uma das 8 amostras (Armstrong, 1998). Com isto, foi reduzido o número de amostras de Au para 531 e de As para 474 (Figuras 3.8a e 3.8b).

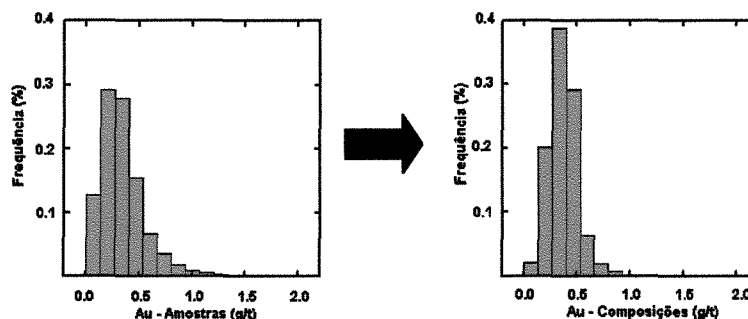


Figura 3.8a: Histogramas de Au (amostras e composições de 8m).

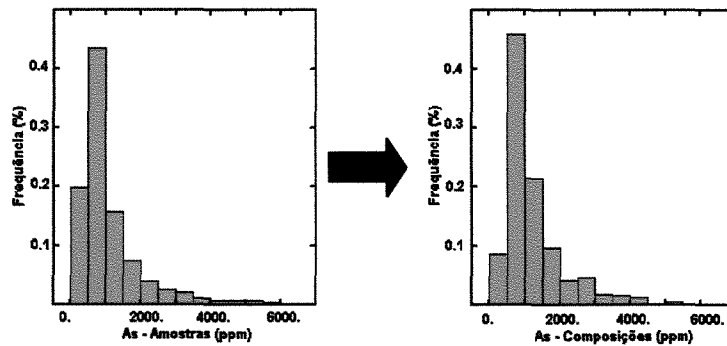


Figura 3.8b: Histogramas de As (amostras e composições de 8m).

Estas composições foram então submetidas à anamorfose gaussiana, que as transformou em distribuições gaussianas $N(0,1)$ ⁷. Esta transformação consistiu em modelar os valores brutos da variável por polinômios de Hermite até que os dados adquirissem uma distribuição normal. Os principais objetivos desta operação foram:

- ressaltar as estruturas durante a variografia, minimizando o caráter pepítico das variáveis;
- conformar-se à exigência do algoritmo *Turning Bands* de simulação, que requer o uso de dados gaussianos.

A Figura 3.9 mostra a anamorfose gaussiana das variáveis. As linhas horizontais verdes indicam os valores amostrais limite dos dados, enquanto a linha magenta representa a função ajustada através dos polinômios de Hermite. A linha preta representa a correspondência entre os valores brutos e os valores gaussianos das variáveis.

⁷ Distribuições que apresentam média = 0 e variância = 1, $N(0,1)$.

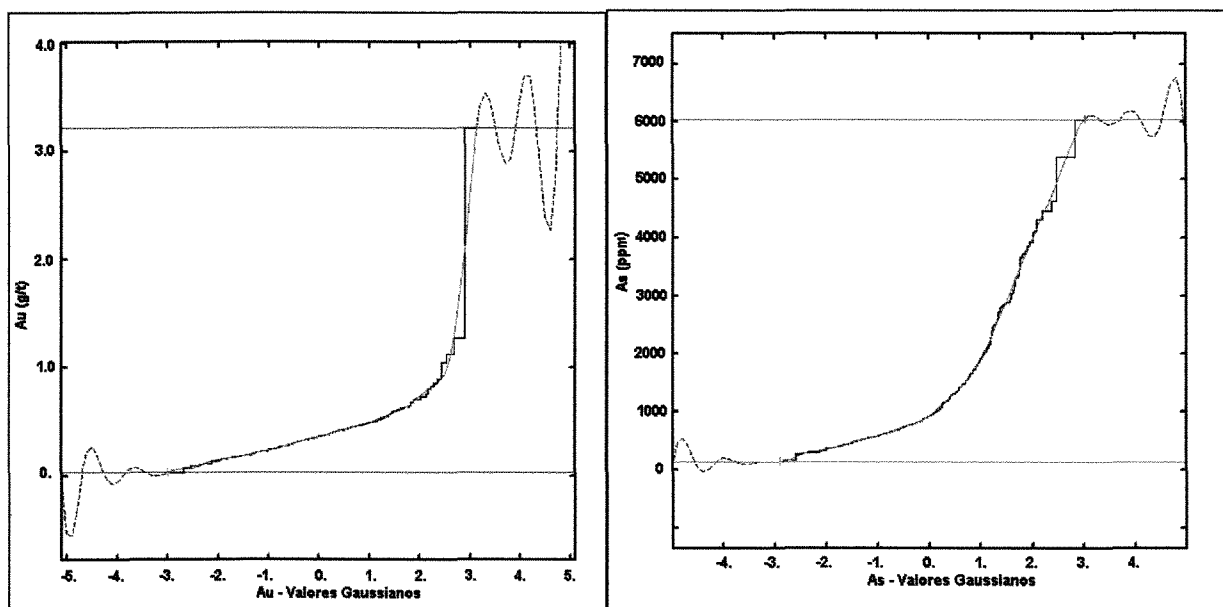


Figura 3.9: Anamorfoses gaussianas das variáveis Au e As.

3.1. Variografia

O objetivo da variografia é obter informações sobre a variabilidade espacial das variáveis para utilizá-las durante a estimativa ou simulação. Esta variabilidade é obtida através das amplitudes de dependência ou correlação espacial entre as amostras (Houlding, 1994).

A análise variográfica dos dados foi feita com as composições anamorfoseadas, resultando em variogramas gaussianos experimentais. Em depósitos minerais, informações geológicas sobre a gênese ou controles estruturais sugerem as direções de máxima e mínima continuidade (Isaaks & Srivastava, 1989; Deutsch & Lewis, 1995).

O ouro nesta mineralização ocorre associado a séries de *boudins* de quartzo, que individualmente variam desde 2cm até 60cm (eixo maior). *Boudins* auríferos superiores a 1m estão sendo descritos com a exploração extensiva do minério primário, porém apenas excepcionalmente.

Invariavelmente, a mineralogia destes *boudins*, além de quartzo, é composta por ouro, arsenopirita, pirita, galena e carbonatos. A direção preferencial de anisotropia desta mineralização é a direção de maior alongação destes *boudins*. Esta direção é paralela à direção da lineação de estiramento mineral regional e foi tomada como a direção preferencial para a variografia (D1=N220/2SW) (Figura 3.10). A direção secundária para esta mineralização é a

direção do acamamento (S_0) principal dos filitos, ao qual a foliação tectônica S_n é paralela. Esta direção é a direção intermediária de alongação destes *boudins*, adotada como a segunda direção de variografia ($D2=N310/2SW$).

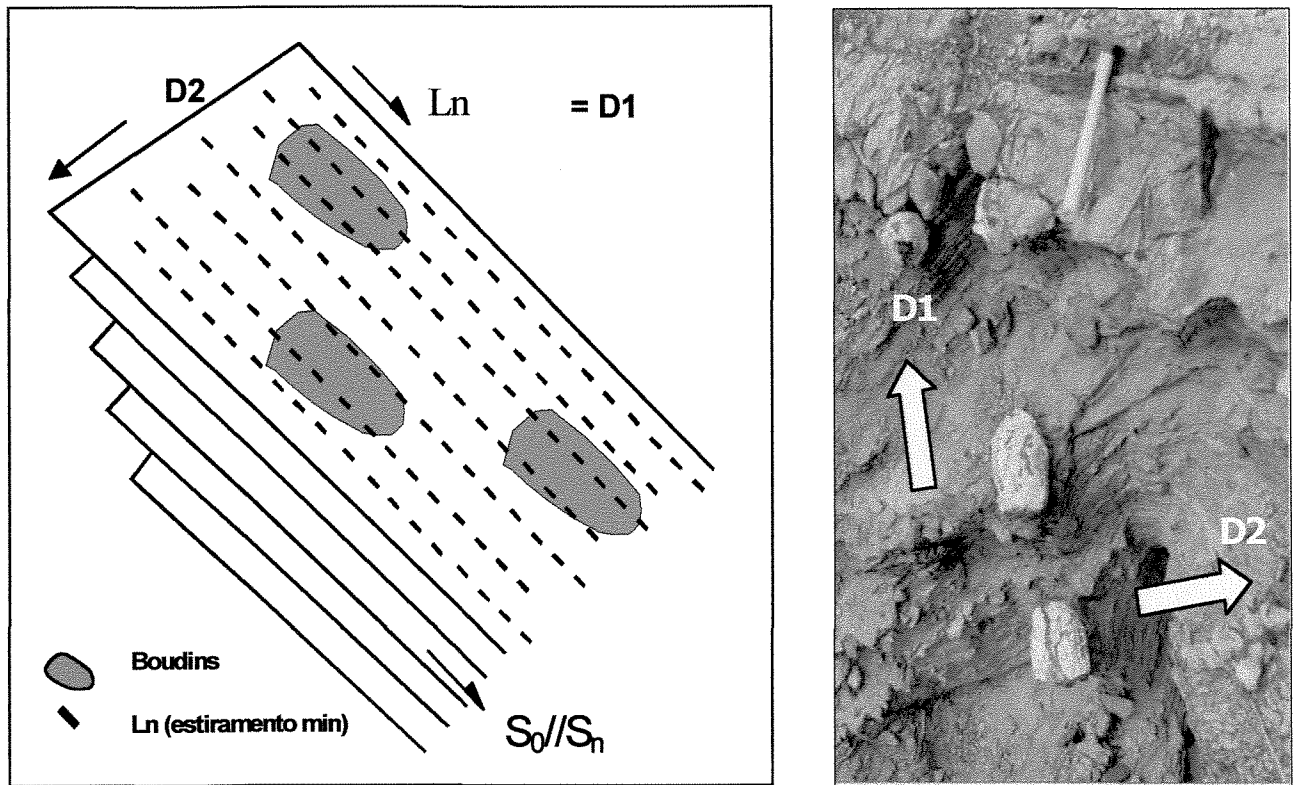


Figura 3.10: Direções principais de variografia

A terceira direção de variografia ($D3$) foi adotada como vertical a $D1$ e $D2$, buscando-se o comportamento das estruturas geológicas no sentido de amostragem dos corpos de minério. Estas três direções definem a anisotropia nesta mineralização, considerada como fortemente controlada estruturalmente. Se os controles estruturais são perfeitamente conhecidos e definidos, eles devem ser impostos de maneira determinística pois exercem importante influência na distribuição dos teores (Dowd, 1996).

Concebidas as direções de continuidade a serem utilizadas na variografia, o próximo passo foi a definição da tolerância direcional para o cálculo dos pares que resultam nos variogramas experimentais. Estas definições devem guiar o cálculo destes variogramas para que estes sejam executados da maneira mais direcional possível. Para este fim foram escolhidas uma janela de busca de 100m x 16m (respeitando-se o espaçamento da malha, conjugando-se apenas duas amostras compostadas) e uma tolerância angular baixa (6°) (Figura 3.11).

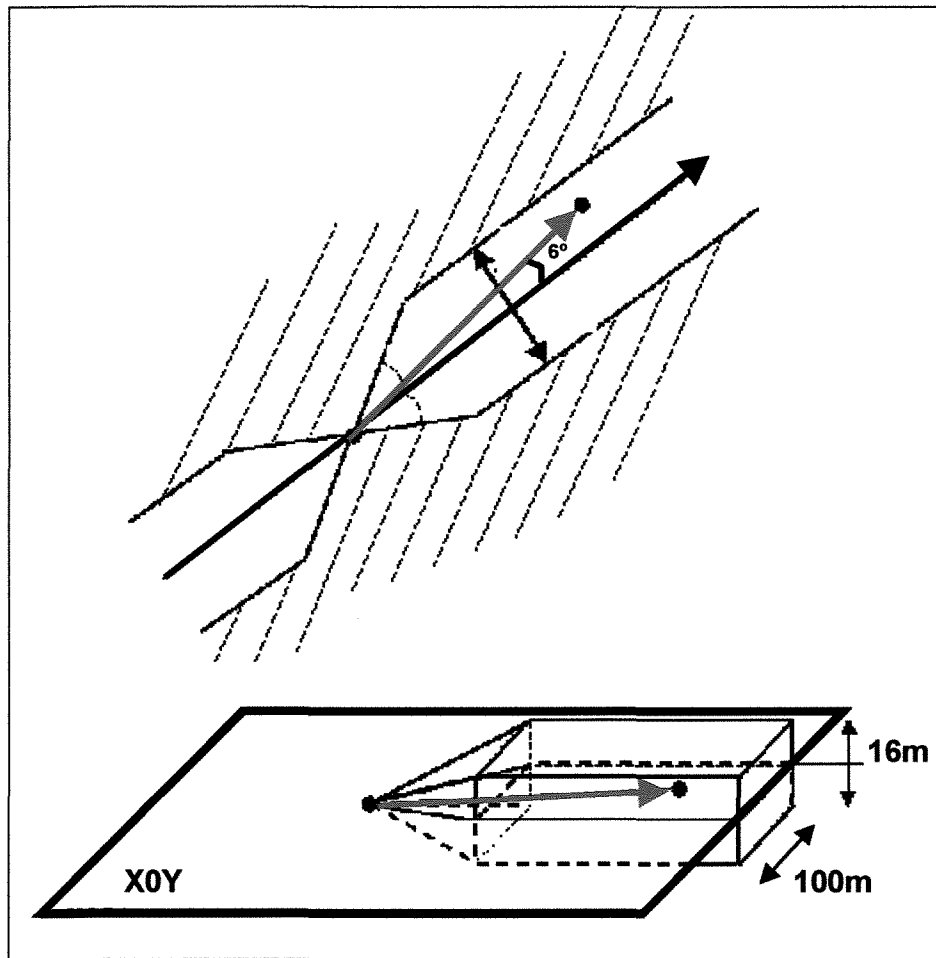


Figura 3.11: Parâmetros de busca dos pares de pontos no cálculo dos variogramas (Bleiner *et al.*, 2000).

As variáveis Au e As apresentam grandes continuidades nas direções adotadas com comportamentos isotrópicos em regiões próximas à origem do variograma. Modelos variográficos esféricos foram ajustados para as variáveis, pois são os que mais se adequam à este tipo de distribuição. Estes modelos apresentam anisotropias geométricas marcadas pelas diferenças de amplitudes entre a primeira e a segunda estrutura.

Para a variável Au (Figura 3.12), além do comportamento isotrópico em regiões próximas à origem (até 140m), nota-se a ocorrência de uma deriva a grandes distâncias (acima de 880m) para a direção D1. Esta deriva não terá grande influência durante a estimativa ou simulação através da escolha de vizinhanças menores do que este valor. O variograma vertical indica que os dados apresentam correlação até 16m.

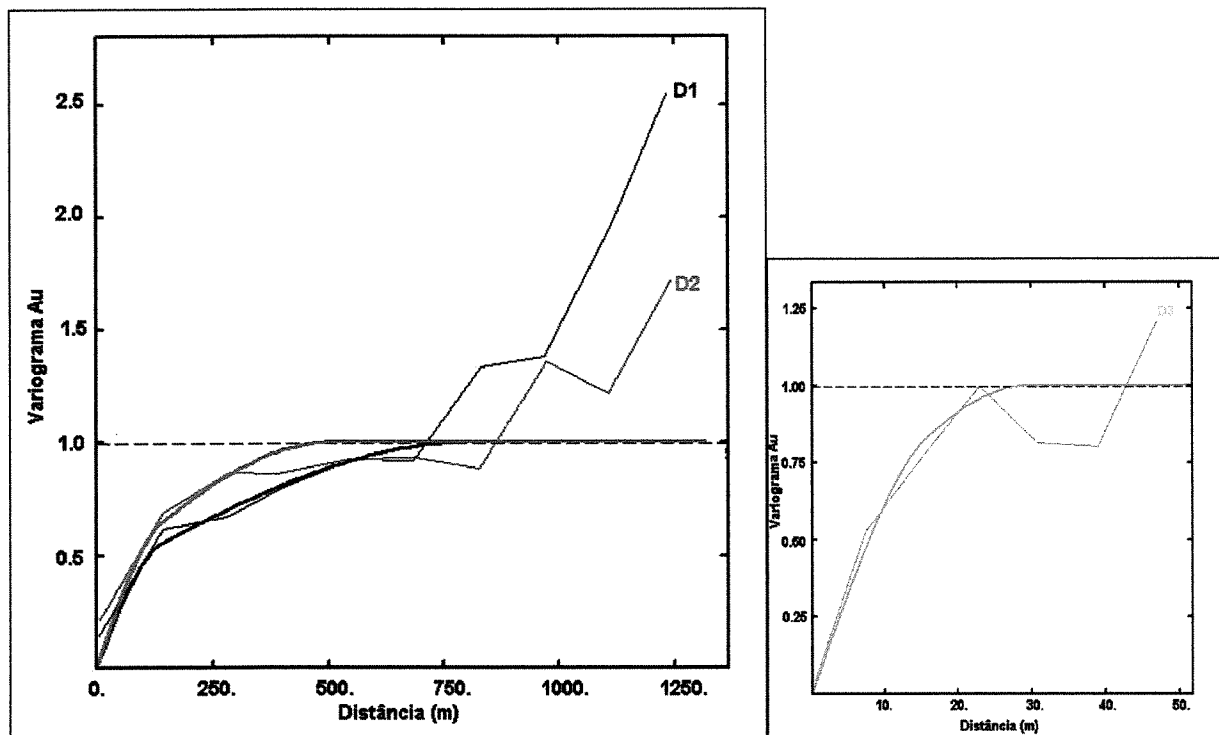


Figura 3.12: Variogramas ajustados para a variável Au.

O comportamento variográfico do As é semelhante ao do Au (Figura 3.13). A única diferença significativa é que a deriva de Au ocorre na direção D1, enquanto que para o As, esta deriva é na direção D2. Isto pode ser explicado em função da maior mobilidade do As ao longo dos planos $S_0//S_n$ nos níveis mais intemperizados, cujo “*strike*” é paralelo a D2.

As amplitudes dos modelos variográficos para cada estrutura das variáveis são apresentados na Tabelas 3.4 (Au) e 3.5 (As).

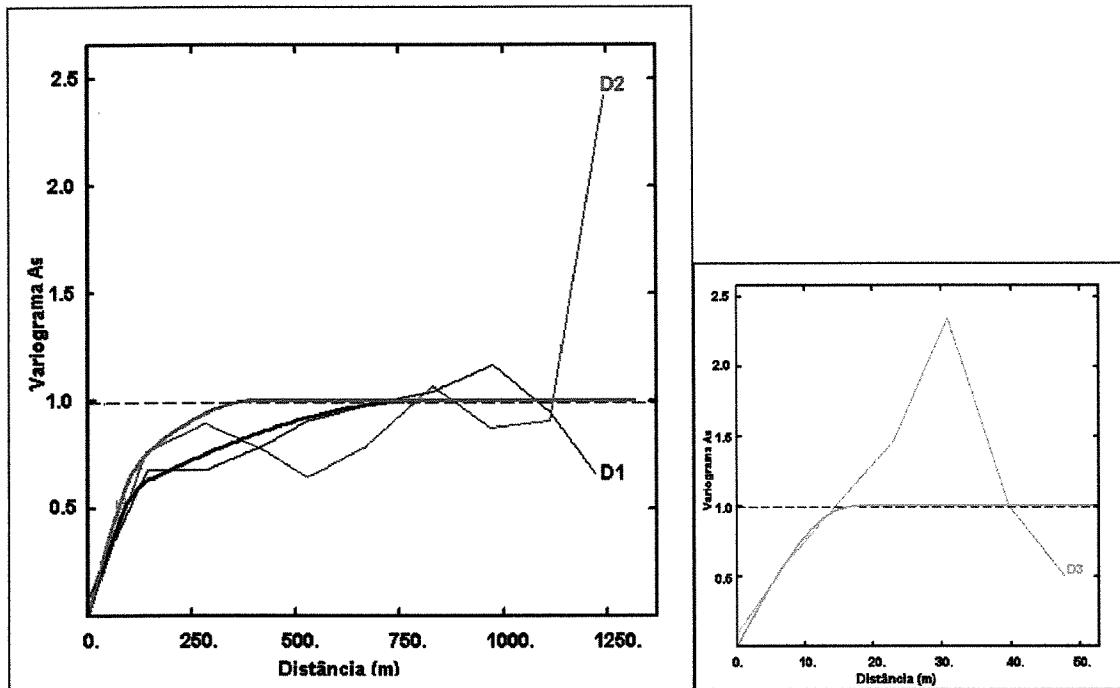


Figura 3.13: Variogramas ajustados para a variável As.

Tabela 3.4: Ajustes variográficos para a variável Au.

Estrutura	Modelo	Patamar	Alcance (m) (X; Y;Z)
1	Esférico	0.400	(140;140;16)
2	Esférico	0.600	(800;500;30)

Tabela 3.5: Ajustes variográficos para a variável Au.

Estrutura	Modelo	Patamar	Alcance (m) (X; Y;Z)
1	Esférico	0.500	(140;140;16)
2	Esférico	0.500	(800;400;18)

3.2. Krigagem Ordinária

A idéia básica de estimar uma variável é atribuir valores em locais onde não se conhece o valor real (valor amostral), fazendo uso dos valores amostrados. Estimadores lineares cumprem esta tarefa com grande eficácia, através da atribuição de pesos aos valores amostrais durante a estimativa. Alguns fatores considerados pelos estimadores lineares durante a estimativa são:

- proximidade das amostras do local a ser estimado;
- redundância entre os valores amostrais;
- continuidades anisotrópicas (direções preferenciais);
- magnitude desta continuidade ou variabilidade.

A Krigagem é o melhor estimador baseado em regressão linear, permitindo que os pesos de cada amostra, durante a estimativa, levem em conta a distância dos valores a serem estimados das amostras. A Krigagem ordinária apresenta, para cada unidade a ser estimada, a soma destes pesos igual a 1, minimizando a variância entre as amostras (Isaaks & Srivastava, 1989).

O objetivo da estimativa através de geoestatística para a avaliação de depósitos minerais é prover uma representação contínua das variações de teores, levando em consideração as características (ou continuidades) litológicas, estruturais e/ou mineralógicas. Estas técnicas e suas aplicações apresentam-se extremamente bem descritas na literatura (Journel & Huijbregts, 1978; Isaaks & Srivastava, 1989; Deutsch & Journel, 1992, Armstrong 1998).

Em depósitos minerais, aproximações geoestatísticas são realizadas em células regulares tridimensionais (blocos), cujas dimensões derivam dos processos de aquisição das informações. Para respeitar este requisito na observação dos resultados, deve-se aplicar a Krigagem ordinária de blocos (*volume kriging*), através da obtenção de valores auxiliares, discretizando (ou estimando) valores auxiliares dentro de cada bloco (Isaaks & Srivastava, 1989).

Destes valores discretizados é calculada a média, atribuindo-se este valor ao centróide do bloco (Figura 3.14). O benefício mais significativo desta operação é obter uma variância sempre menor do que a variância para um bloco estimado com apenas um ponto, diminuindo o grau de viés (Houlding, 1994). Estimativas bidimensionais mais simples utilizam a Krigagem de pontos.

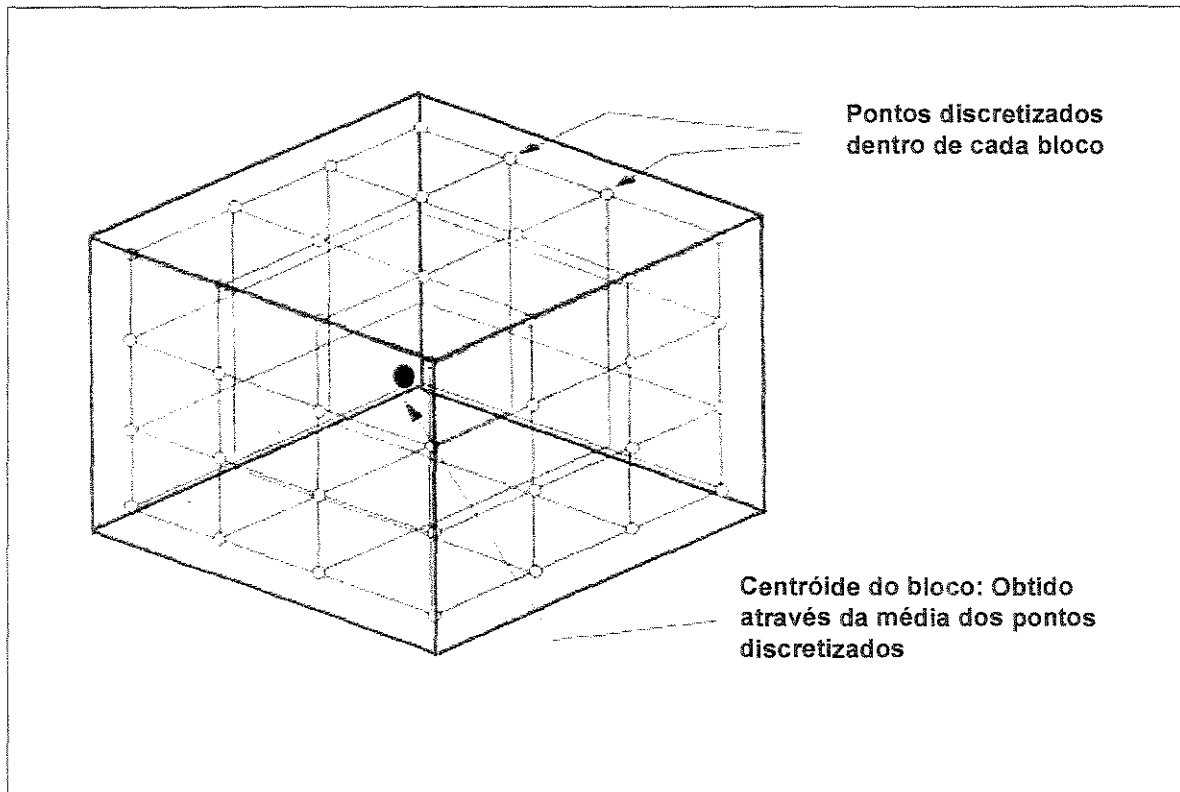


Figura 3.14: Discretização dos pontos dentro de cada bloco.

A Krigagem neste estudo de caso estimou blocos com dimensões 50m x 50m x 8m, baseando-se no espaçamento dos furos de sonda (100 x 100m). A discretização escolhida foi de 10 x 10 x 4 pontos. Estes valores de discretização foram escolhidos através do cálculo de covariâncias com várias discretizações, optando-se por uma com valor de covariância baixa, considerando-se os recursos computacionais disponíveis.

A vizinhança móvel utilizada durante a Krigagem baseia-se nas condições de anisotropia verificadas na análise variográfica. Os raios de busca desta vizinhança foram: 800m ao longo da direção de máxima continuidade, 360m ao longo da direção intermediária de continuidade e 16m na direção vertical. Cada bloco foi estimado com um número mínimo de 3 e máximo de 10 amostras (Figura 3.15).

O resultado desta estimativa é um cubo que corresponde a jazida subdividida em aproximadamente 7000 blocos de 50m x 50m x 8m. Estes resultados podem ser observados como blocos (muito comum em operações de lavra) ou através de isocontornos de teores, buscando maior aproximação da distribuição dos teores com as estruturas geológicas (Figura 3.16).

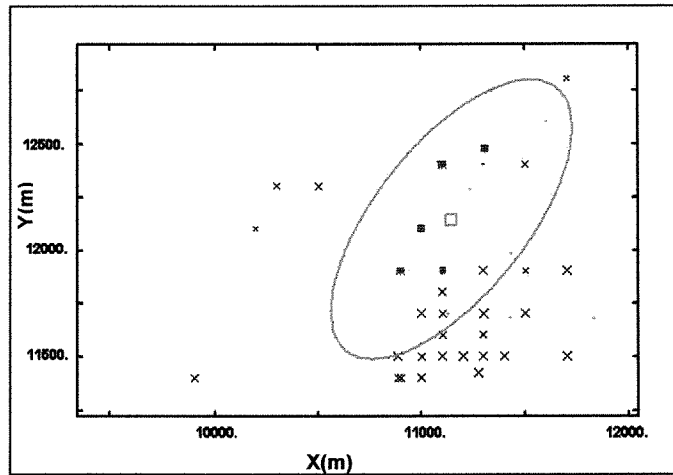


Figura 3.15: Vizinhança utilizada para estimar os blocos (elipse verde).

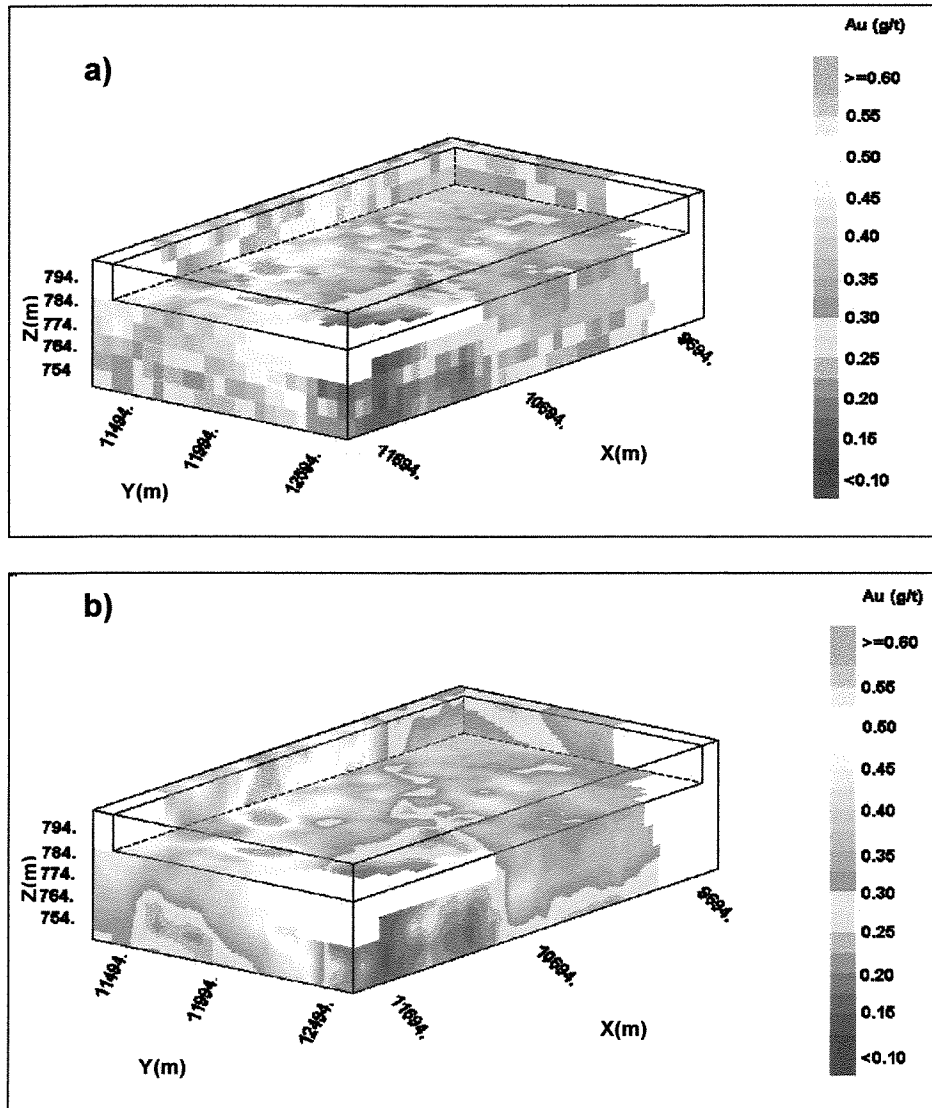


Figura 3.16: Resultados da estimativa da krigagem em blocos (a) ou isocontornos (b).

A maneira mais racional de visualizar e aproveitar os resultados é através de seções horizontais ou verticais, que correspondem a painéis ou níveis a serem lavrados. Como parâmetro de observação destes resultados foi escolhida uma seção horizontal ou um nível (X0Y) da área estudada, abrangendo o maior número possível de amostras, elegendo-a como o *nível modelo*. A distribuição dos teores de Au no *nível modelo* é apresentada na Figura 3.17.

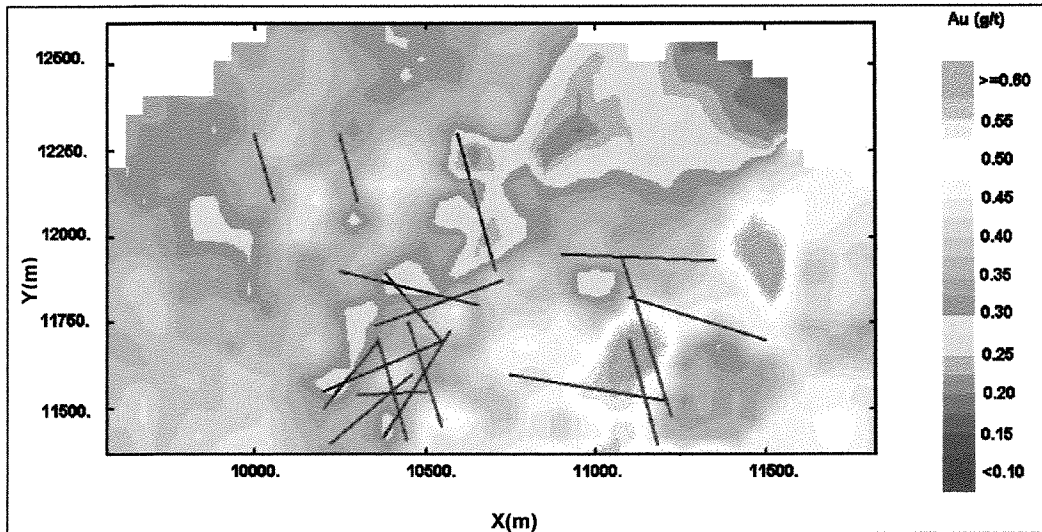


Figura 3.17: Teores de Au para o *nível modelo* através de krigagem ordinária de blocos.

Para o As, os resultados da estimativa indicam que os teores mais altos deste elemento ocorrem associados às zonas com maior densidade de falhas, sugerindo que tais estruturas geológicas condicionam, pelo menos em parte, a distribuição desta variável (Figura 3.18). O mesmo não pode ser generalizado para o Au, exceto na porção centro-sudeste do *nível modelo*, onde observa-se teores mais elevados de Au na presença de falhas, que por sua vez coincidem com teores altos de As.

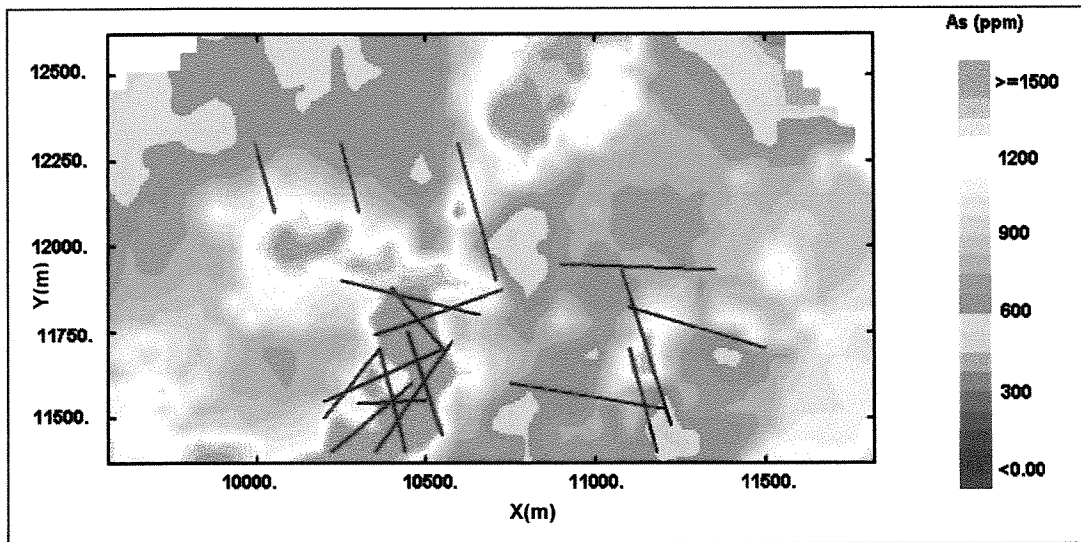


Figura 3.18: Mapa de isóteores de As para o nível modelo (os traços representam as falhas).

Em uma integração tridimensional entre os modelos de blocos, estimados através de Krigagem ordinária, e o modelo geológico da área, é possível observar o posicionamento e teores dos blocos de minério de Au inscritos nos horizontes B2 e CTB1 (Figuras 3.19 e 3.20).

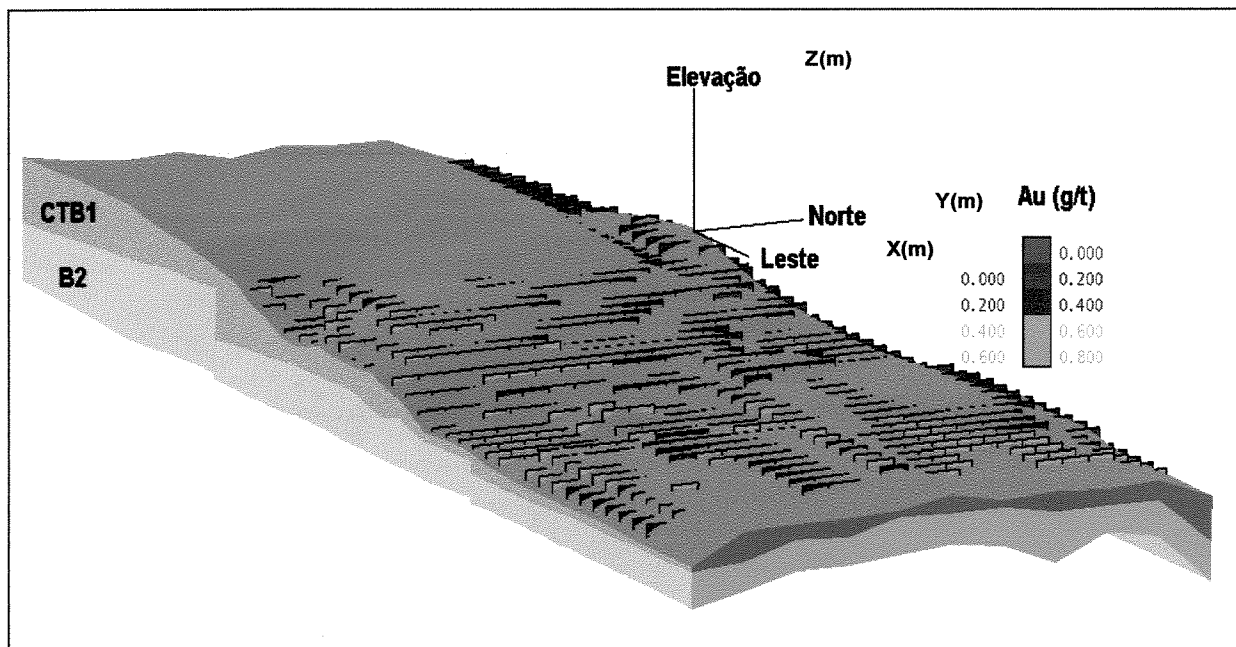


Figura 3.19: Modelo de blocos de Au dentro dos corpos de minério

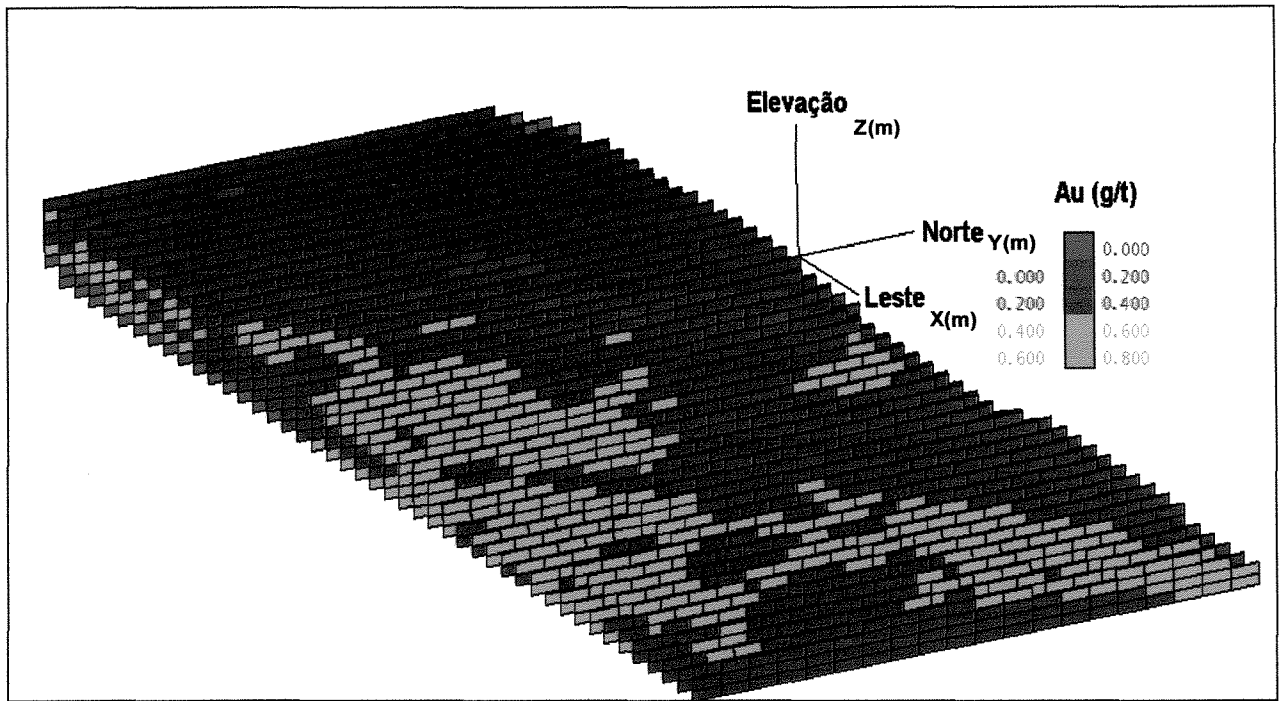


Figura 3.20: Detalhe do modelo de blocos de Au dentro dos corpos de minério.

CAPÍTULO 4 - MODELAGEM ESTOCÁSTICA DA PORÇÃO NE DO MORRO DO OURO

Os objetivos da estimativa e da simulação são distintos. A estimativa consiste na atribuição de valores onde estes não são conhecidos ou ainda não estão disponíveis, sendo habitualmente empregada no cálculo de reservas buscando o menor erro possível. Dentro dos métodos lineares de estimativa, a finalidade é a obtenção de um valor que minimize a variância entre as amostras (Journel & Huijbregts, 1978), resultando em uma distribuição convergente para os valores médios. Esta característica gera artefatos, como por exemplo a suavização dos isocontornos através do cálculo da média entre valores altos e baixos, que tendem a desaparecer. Tratando-se de teores de uma variável complexa como o Au, mapas ou outros produtos gerados por estimativa também podem apresentar grandes contrastes, marcados principalmente em áreas onde o conjunto de dados apresenta agrupamento de amostras (*clusters*) (Goovaerts, 1997).

Técnicas de estimativa não conseguem estabelecer medidas acuradas de teores em blocos com dimensões menores do que as informações obtidas nos "*grids*" amostrais, tendo como agravante esta tendência de suavização, o que não permite reconstituir a variabilidade real do depósito (Guibal *et al.*, 1996).

Em depósitos de baixo teor e alta variabilidade, a estimativa por métodos lineares particularmente força esta situação de suavização. Este não é um problema novo mas com as condições econômicas na exploração mineral atuais, atividades em jazidas deste tipo tornam-se mais comuns, necessitando-se de técnicas que modelem a variabilidade real do depósito e se constituam em ferramentas que permitam a classificação de unidades seletivas de lavra em escalas menores. Estudos de ordem econômica, indicam que erros em classificações no planejamento de lavra geram perdas financeiras proporcionais (Isaaks, 1990; Glacken, 1996; Godoy, 1998).

Nestes depósitos, simulações condicionais são uma alternativa de abordagem estocástica capaz de acessar (ou simular) as condições reais de um conjunto de dados, reproduzindo variabilidades espaciais com o mesmo grau de variabilidade das amostras. Por este fato, para o conhecimento dos dados, estudos ou aplicações de simulação estocástica devem ser precedidos de avaliações geoestatísticas (Houlding, 1994).

Simulações condicionais evidenciam níveis de heterogeneidade muito próximos às

condições reais, honrando os dados experimentais através do fornecimento de uma função fixa de covariância (Yarus & Chambers, 1994) (Figura 4.1).

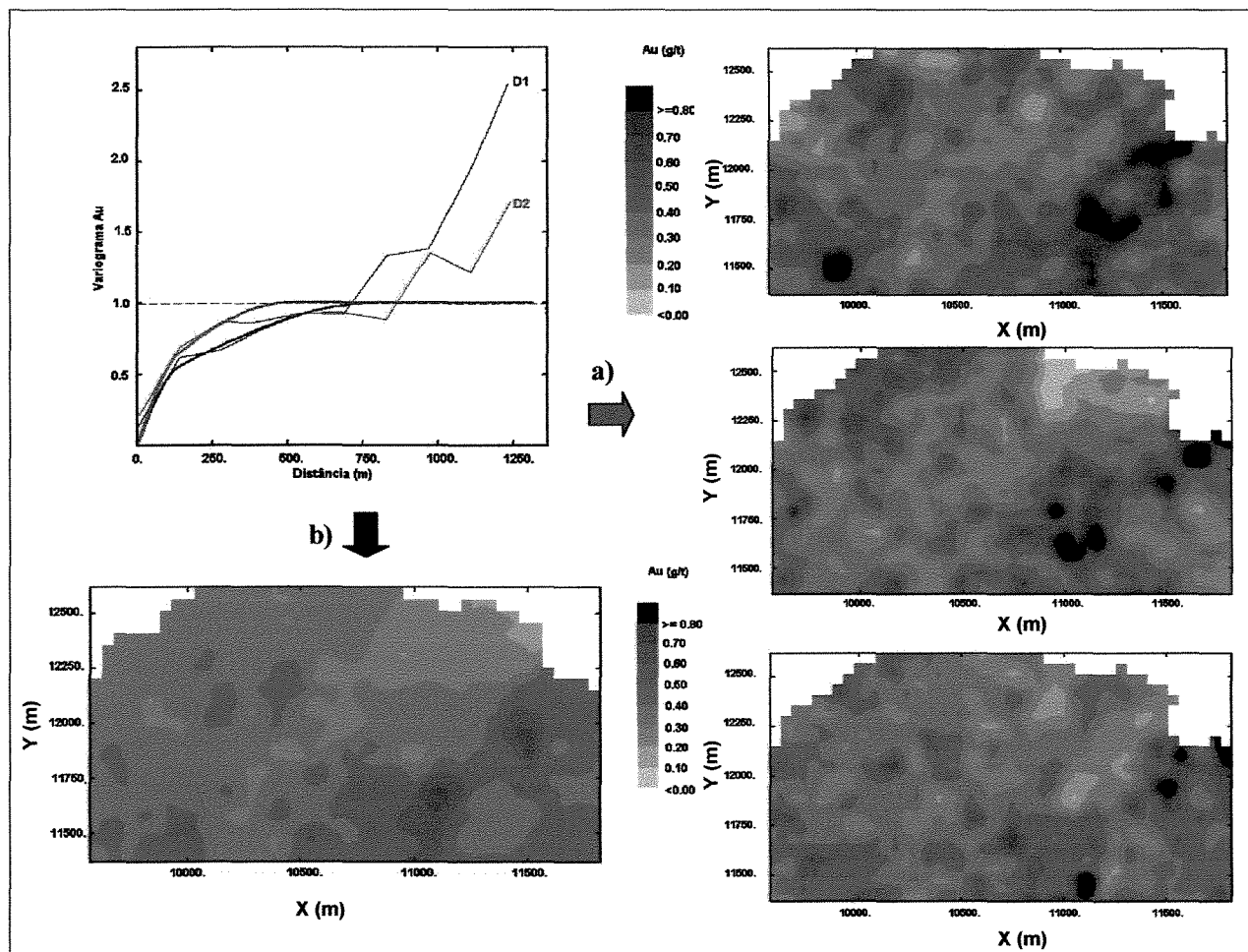


Figura 4.1: Simulações Condicionais (a) e Krigagem (b) para o mesmo modelo.

Durante o controle de lavra, existe a necessidade de se prever teores médios de blocos que correspondam a estas unidades seletivas de lavra (USL), geralmente menores que as unidades de lavra praticadas, utilizando dados de sondagem adicionais (Glacken, 1996).

Simulações estocásticas são concebidas como uma alternativa para análise e solução de problemas onde variabilidade é o fator crítico. Este fato ocorre em mineralizações auríferas, tipicamente erráticas, cujo nível de incerteza associada das USL é alto (Dowd, 1996).

O aproveitamento dos conjuntos de simulações permite o estabelecimento de medidas que servem como parâmetros de acesso e quantificação da incerteza (Journel & Huijbregts, 1978), tais como mapas de probabilidade, distâncias interquartis e coeficientes de variação (Goovaerts, 1997). Além desta característica de acesso a incerteza, simulações apresentam a capacidade de fornecer valores em blocos muito menores que os associados à informação amostral (Unidades Seletivas de Lavra⁸), que é uma alternativa para operações de planejamento de lavra e controle de teores (Journel & Huijbregts, 1978; Isaaks, 1990; Glaken 1996, Rossi, 1999), e otimização de malhas de amostragens adicionais (Remacre *et al.*, 1995).

A simulação de uma jazida compreende a construção de modelos estocásticos que correspondam ao variograma e ao histograma dos dados amostrais. Estas simulações são geradas em um "grid" menor (USL), respeitando-se os variogramas (Figura 4.2), o que implica na reprodução da complexidade espacial do corpo mineralizado, considerando-se a continuidade entre os altos e baixos teores. Neste processo, a manutenção da estrutura do histograma é igualmente importante (Figura 4.3), pois significa que as simulações condicionais representarão corretamente as porções de altos e baixos teores, a média e a variância, que são as principais características dos dados.

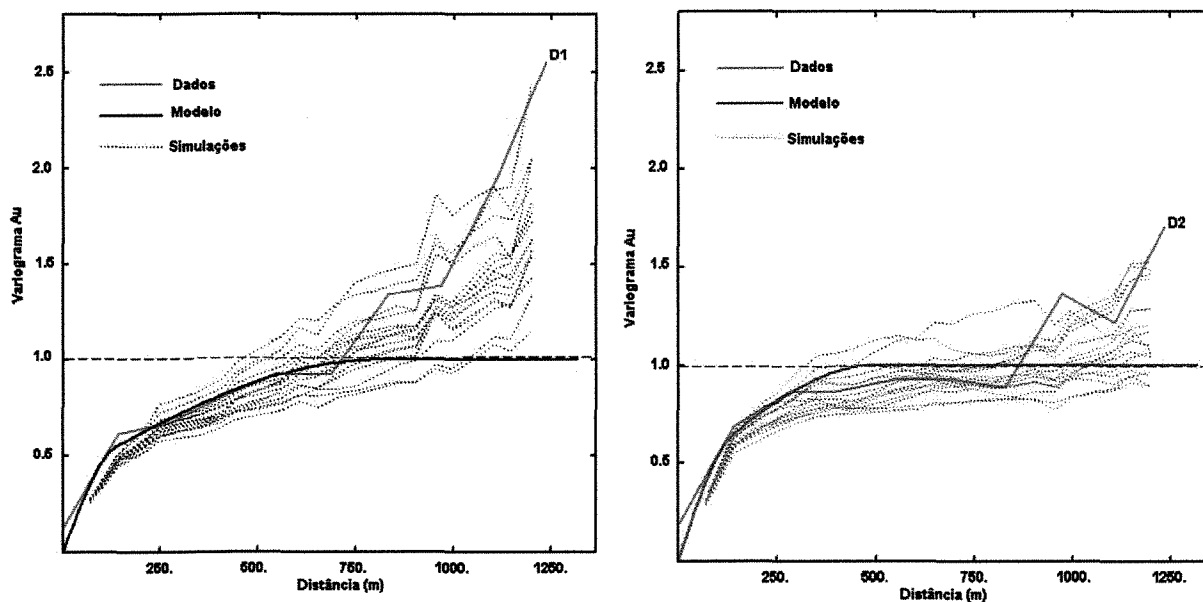


Figura 4.2: Comparação entre os variogramas amostrais com os variogramas obtidos através de simulações estocásticas pelo algoritmo *Turning Bands*.

⁸ Unidades seletivas de lavra são subdivisões que compõem a unidade de lavra praticada, que geralmente é baseada na malha de amostragem. As USL permitem maior seletividade e controle de teores dentro das unidades de lavra.

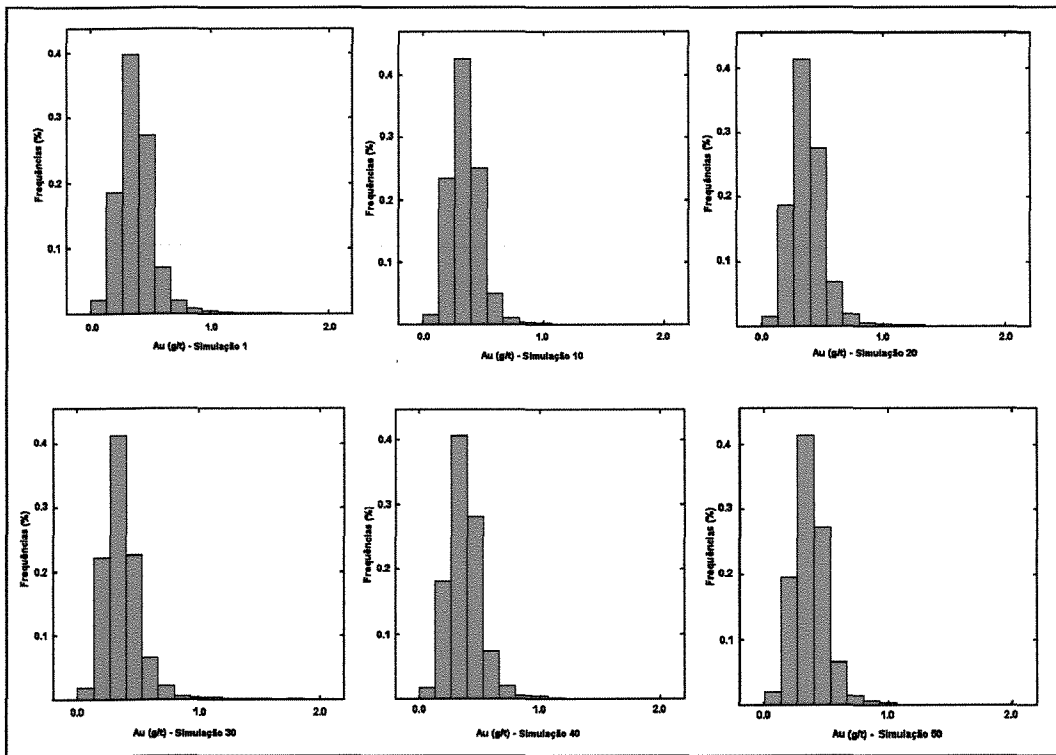
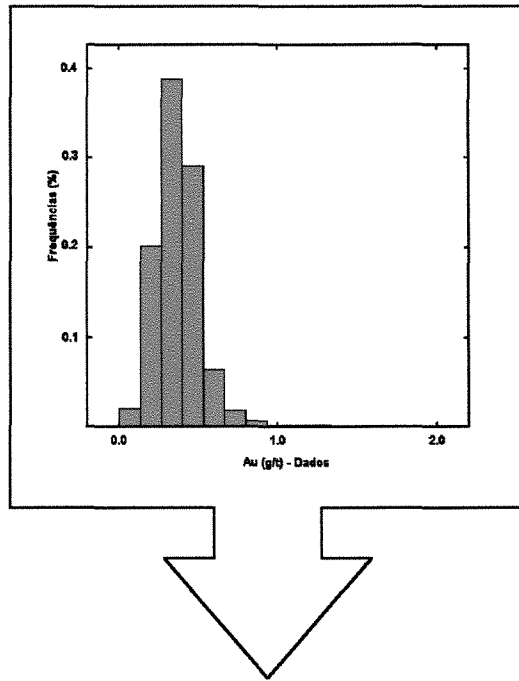


Figura 4.3: Comparação entre os histogramas amostrais com os histogramas obtidos através de simulações estocásticas com o algoritmo *Turning Bands*.

Como a distribuição dos teores através da simulação aproxima-se das condições reais do depósito, esta permite que os modelos geológicos sejam revistos com um grau de quantificação mais elevado, o que pode reforçar os controles geológicos propostos ou fornecer argumentos para a busca de novos condicionantes.

4.1. Processo de Simulação Estocástica do Au

Neste trabalho, as simulações foram realizadas através do algoritmo *Turning Bands* (bandas rotativas), que pertence ao grupo de simulações chamadas gaussianas (requerem dados gaussianos). Maiores informações sobre os fundamentos teóricos deste algoritmo, bem como a descrição de seu funcionamento, podem ser encontradas em Journel & Huijbregts (1978); Deutsch & Journel (1992); Guibal *et al.* (1996) e Goovaerts (1997). O processo para a realização destas simulações pode ser descrito em 6 passos:

- definição das composições e do "*grid*" a serem simulados (8m);
- anamorfose gaussiana destas composições;
- variografia das composições anamorfoseadas;
- simulação das USL (blocos de 12.5 x 12.5 x 8m);
- mudança de suporte ("*upscaling*") para as UAL (blocos de 50x50x8m);
- volta dos valores gaussianos para valores brutos da variável (*back transform*).

Foram geradas 60 simulações, com os mesmos modelos variográficos e vizinhança utilizados na Krigagem de blocos, através de 200 bandas rotativas, considerando-se como USL blocos de 12.5 x 12.5 x 8m. Estas USL passaram por um processo de mudança de suporte (*upscaling*) para unidades atuais de lavra (UAL) com dimensões de 50 x 50 x 8m (mesmas dos blocos Krigados). Cada UAL foi obtida através da média de 16 USL.

Esta abordagem é generalista como demonstrado em trabalhos prévios (Journel, 1978; Deutsch & Journel, 1992, Guibal, 1996) e não requer nenhuma hipótese adicional. A única limitação é a escala de simulação das USL, visto que simulações em escalas muito pequenas nem sempre encontram condições computacionais necessárias ao seu processamento.

Para a mudança de suporte ("upscaling") foi utilizada vizinhança móvel com raios de busca iguais a 30x30x8m em um processo de interpolação através de média móvel, para que cada UAL fosse obtida através de 16 USL centrais (Figura 4.4).

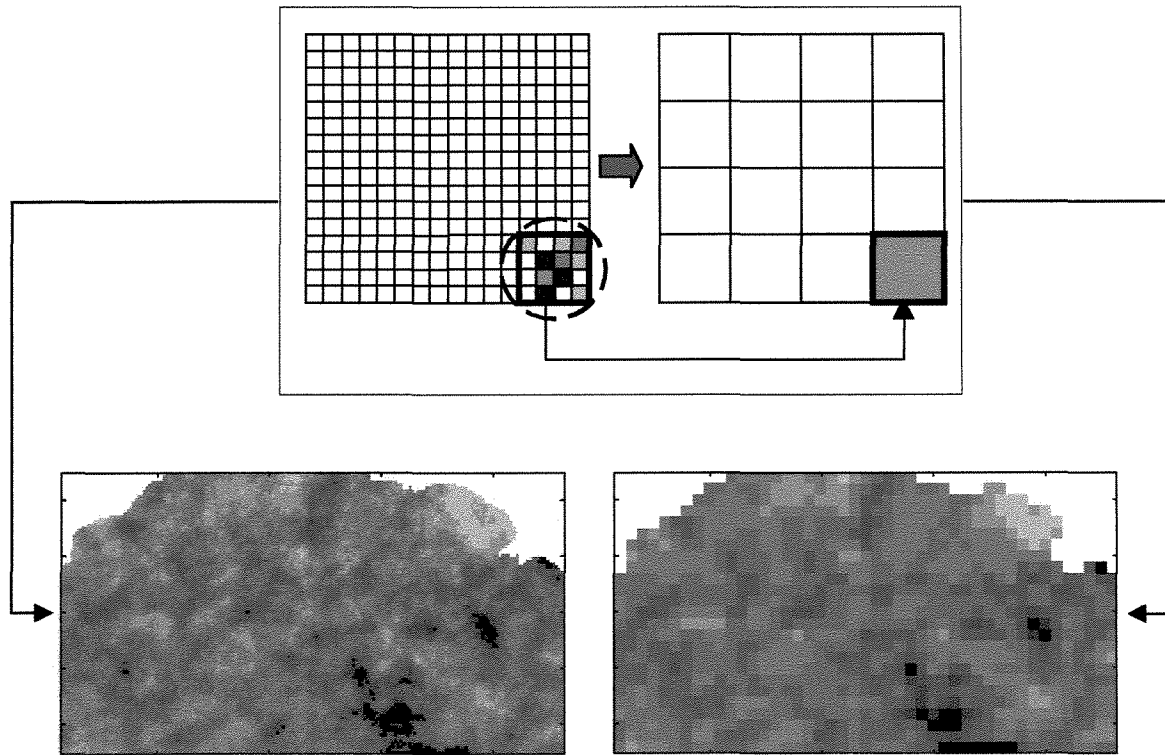


Figura 4.4: Processo de mudança de suporte da USL (esquerda) para a UAL (direita).

Pode-se observar que as principais características do processo de simulação foram satisfeitas, comparando-se os variogramas e histogramas das simulações com os variogramas e histogramas amostrais. As Figuras 4.2 e 4.3 ilustram a alta similaridade para esses dois parâmetros amostrados do conjunto de 60 simulações estocásticas.

4.2. Estratégia para Detectar Áreas Ricas em Au através dos Resultados da Simulação

Os resultados imediatos das simulações são 60 volumes simulados que representam 60 cenários possíveis para cada variável (Figura 4.5). Destas 60 possibilidades podemos obter a possibilidade máxima, a mínima, a média e o desvio padrão entre elas, bem como medidas de incerteza.

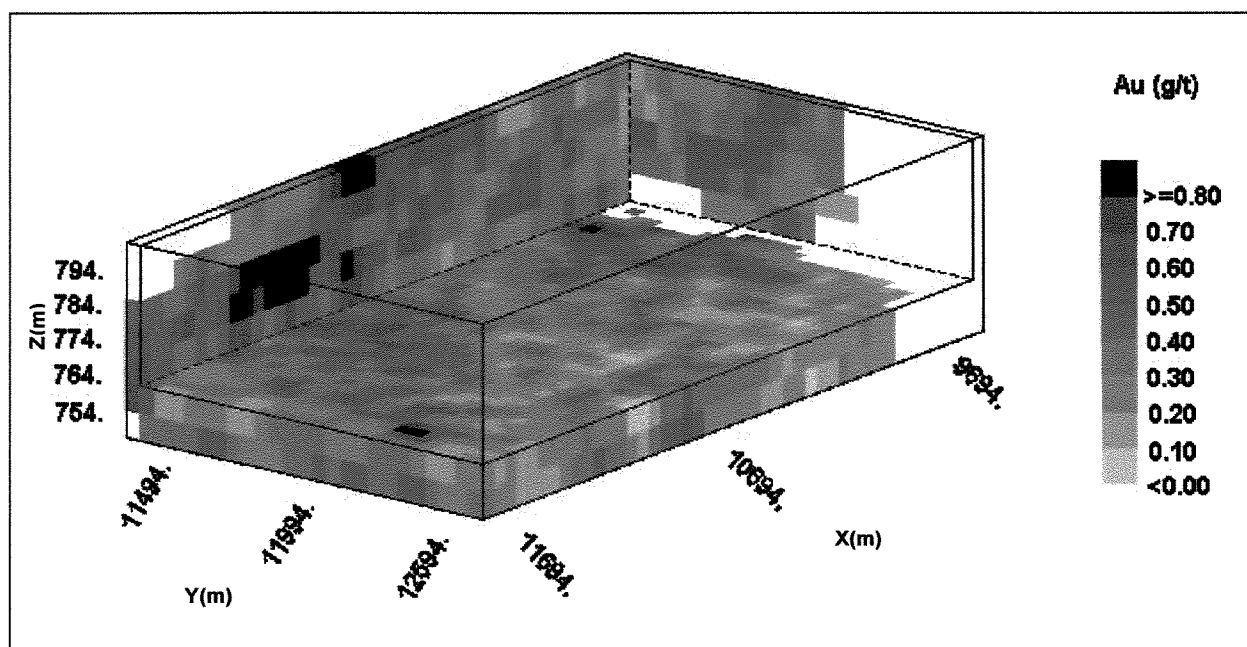


Figura 4.5: Volume representando o depósito com os teores simulados.

Os resultados obtidos na simulação foram utilizados para a criação, através de critérios geoestatísticos, de uma estratégia para detectar áreas com blocos enriquecidos em Au dentro de um depósito de baixo teor e alta variabilidade (como é o caso de Morro do Ouro), associando-se medidas de incerteza aos resultados obtidos nas simulações. Para compor esta estratégia utilizou-se:

- a média das 60 simulações como distribuição dos teores;
- a diferença inter-quartis como medida de incerteza;
- um mapa de probabilidade dos teores estarem acima de um teor de corte ($Z_c \geq 0.40$ g/t).

Como o Au é a principal variável, esta estratégia buscou classificar os blocos através de medidas de incerteza e probabilidade destes teores estarem acima de Z_c . Estes blocos também contém os teores de As (teores médios simulados), que serão avaliados ao final deste capítulo.

A descrição de cada elemento da estratégia, bem como detalhes sobre a sua concepção, serão abordadas a seguir.

4.2.1. Média das Simulações

Esta média é calculada bloco a bloco (voxel⁹ a voxel), somando-se os 60 valores de cada voxel no mesmo local e dividindo-se este valor por 60.

A média dos teores simulados foi tomada como a distribuição dos teores de Au. Comparando os mapas de média dos teores simulados com o mapa obtido através da krigagem de blocos, observa-se que estes mostram tendências de contorno semelhantes, exceto nas regiões acima de 0.6g/t (Figura 4.6). A escolha do teor de corte (Z_c) baseou-se na distribuição da média dos teores simulados, procurando mapear zonas onde os blocos simulados pudessem ser tomados como mais ricos em Au (Figura 4.7).

Considerou-se como blocos ricos aqueles com valores acima do terceiro quartil na distribuição, correspondendo a teores acima de 0.40g/t. Vale ressaltar que o teor de corte economicamente viável e praticado pela RPM no ano 2000 foi de 0.29g/t.

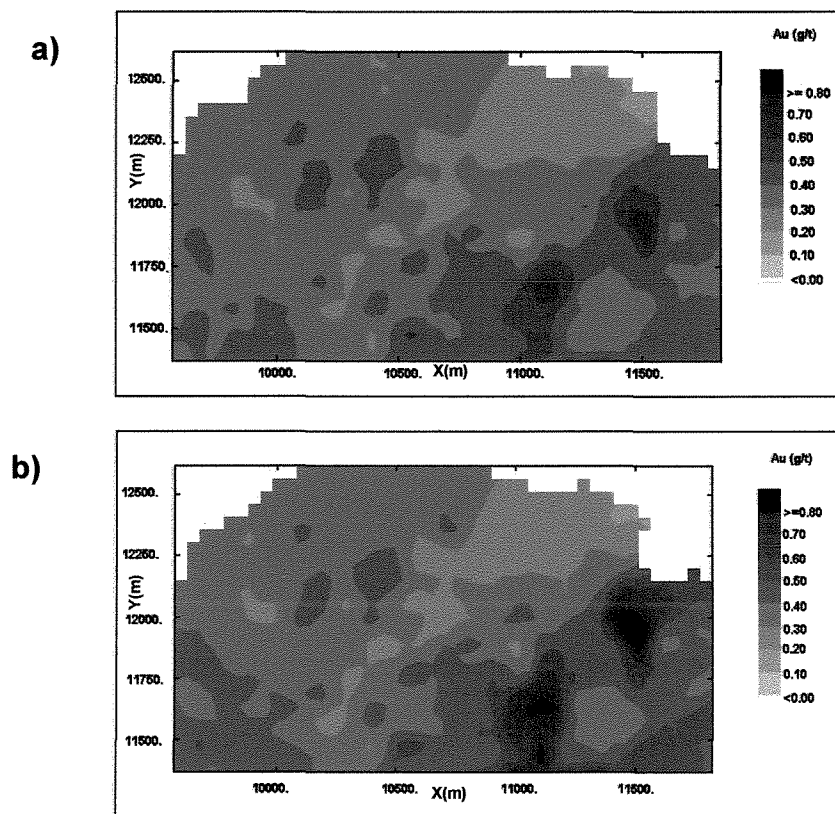


Figura 4.6: Mapas de isoteores para o nível modelo: krigagem (a) e a média das simulações (b).

⁹ Elementos volumétricos (3D) elementares, com localização espacial definida, e que apresentam como propriedade o teor de Au simulado. Correspondem aos blocos de minério em escala 50 x 50 x 8m (Unidades Atuais de Lavra).

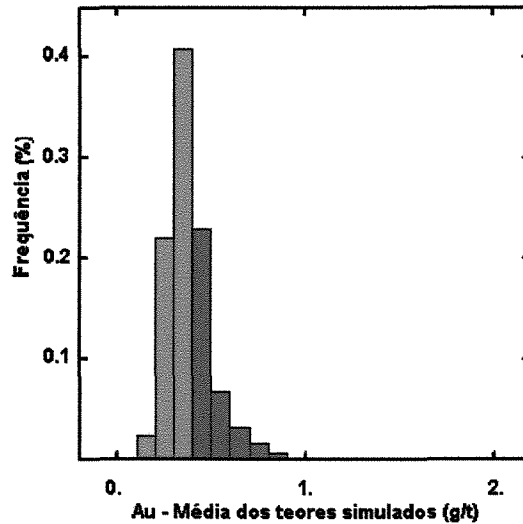


Figura 4.7: Histograma da média das simulações. Em verde os teores abaixo de 0.4g/t e em azul os teores acima de 0.4g/t.

4.2.2. Mapa de Distância Interquartis

Em casos de distribuições fortemente assimétricas, como neste depósito, uma medida de incerteza robusta pode ser obtida através da diferença interquartis (DIQ), que é definida pela diferença entre os valores abaixo do terceiro (Q75) e do primeiro quartil (Q25), em cada bloco (Goovaerts, 1997). Este parâmetro foi escolhido como medida da incerteza por apresentar independência dos valores extremamente altos (acima do Q75) ou baixos (abaixo do Q25).

Blocos com baixos valores de DIQ representam localmente as áreas com incerteza baixa. Valores de incerteza podem ser condicionados ou escolhidos com base em informações geológicas, de amostragem, parâmetros econômicos ou de seletividade de lavra (Figura 4.8).

Neste trabalho, serão tomados os valores a partir dos resultados estatísticos. Considerou-se como valores de incerteza baixa os valores da distribuição de DIQ abaixo de 0.46g/t, que correspondem a valores abaixo do Q25 para esta distribuição (Figura 4.9).

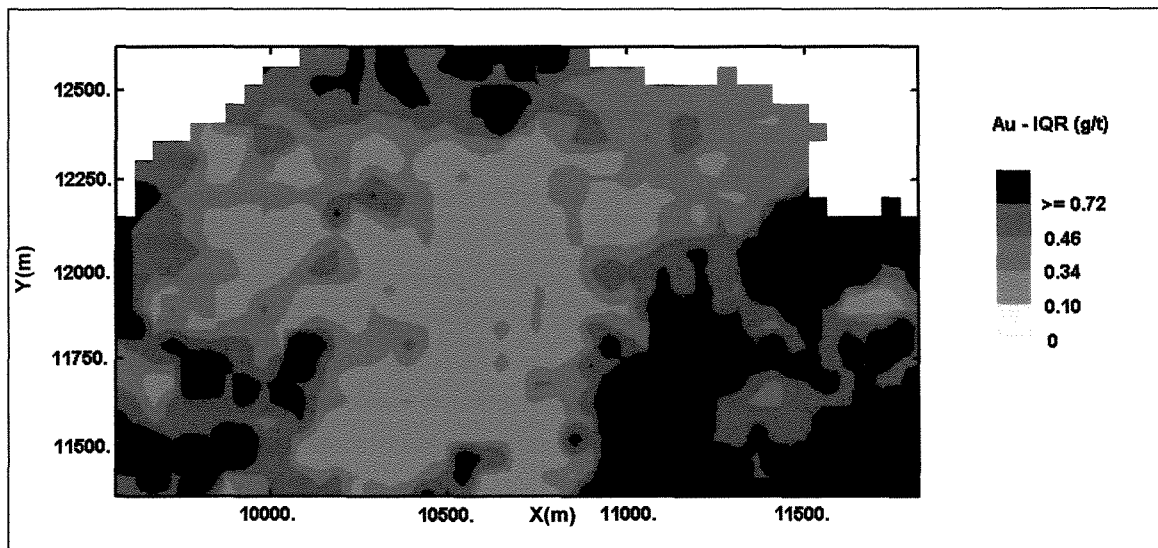


Figura 4.8: Mapa de DIQ para as 60 simulações.

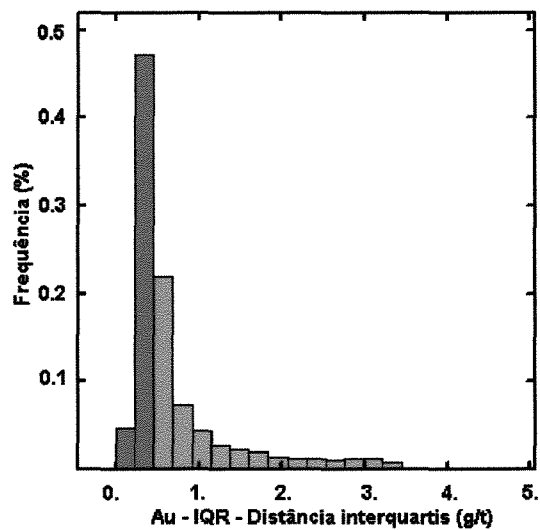


Figura 4.9: Histograma dos valores de DIQ. Em azul, os valores abaixo de 0.46g/t e, em verde, os valores acima de 0.46g/t.

4.2.3. Mapa de Probabilidades

O mapa de probabilidades foi gerado com o objetivo de selecionar áreas que atendessem à seguinte condição: $\text{Prob}[Z(u) \geq 0.4\text{g/t}] \geq 0.5$. Este mapa fornece uma idéia da possibilidade dos teores estarem acima de Z_c com base em 60 possibilidades para cada bloco simulado (Figura 4.10).

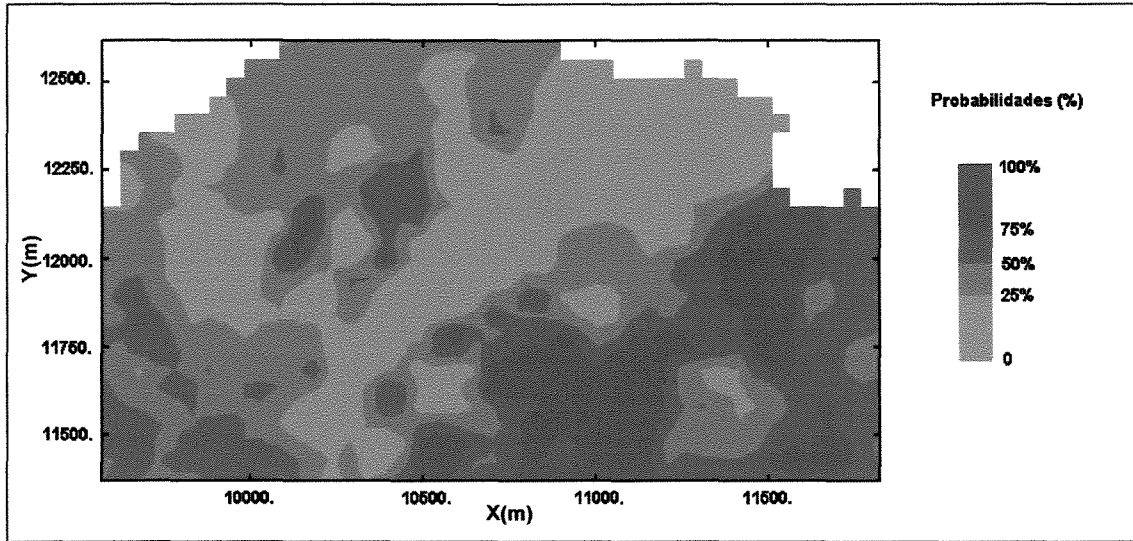


Figura 4.10: Mapa de probabilidades de teores acima de Zc.

Este valor de probabilidade foi escolhido opcionalmente para mapear os valores acima do Z_c ($\geq 0.4g/t$) (Figura 4.11). Este limite para os valores de probabilidade acima de um determinado Z_c pode ser modificado e ajustado a critério da equipe de modelamento geológico ou controle de lavra, incorporando-se novos conhecimentos geológicos e tecnológicos acerca da mineralização.

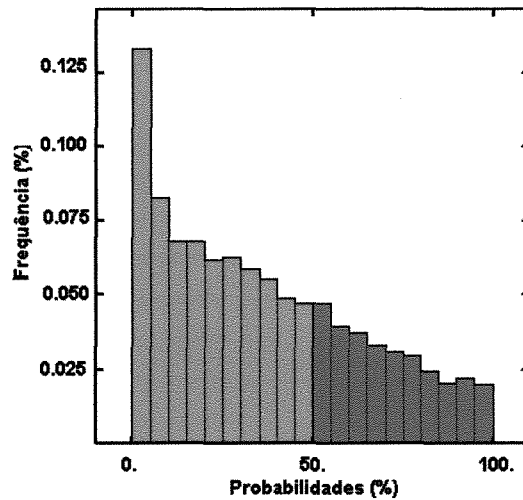


Figura 4.11: Histograma de probabilidades acima de Zc.

4.3. Integração dos Parâmetros Condicionantes

A análise individual destes três parâmetros (média dos teores simulados, DIQ e mapa de probabilidades acima de Z_c) permite uma avaliação sobre a distribuição espacial dos teores, com base em mapas discriminantes de zonas ricas em Au, as de baixa incerteza e as de alta probabilidade dos teores estarem acima de Z_c .

Uma abordagem mais robusta, consiste na utilização simultânea destes 3 parâmetros para a seleção de áreas dentro da jazida onde os blocos possuam: teores altos (acima de Z_c), incerteza baixa (baixos valores de DIQ, $\leq 0.46\text{g/t}$) e probabilidades acima de 50%. A Figura 4.12 ilustra a conjugação e conseqüente classificação dos blocos segundo esses 3 parâmetros. Cada plano neste diagrama 3D representa a combinação de dois parâmetros, onde são incorporadas as restrições (limites ou teores de corte).

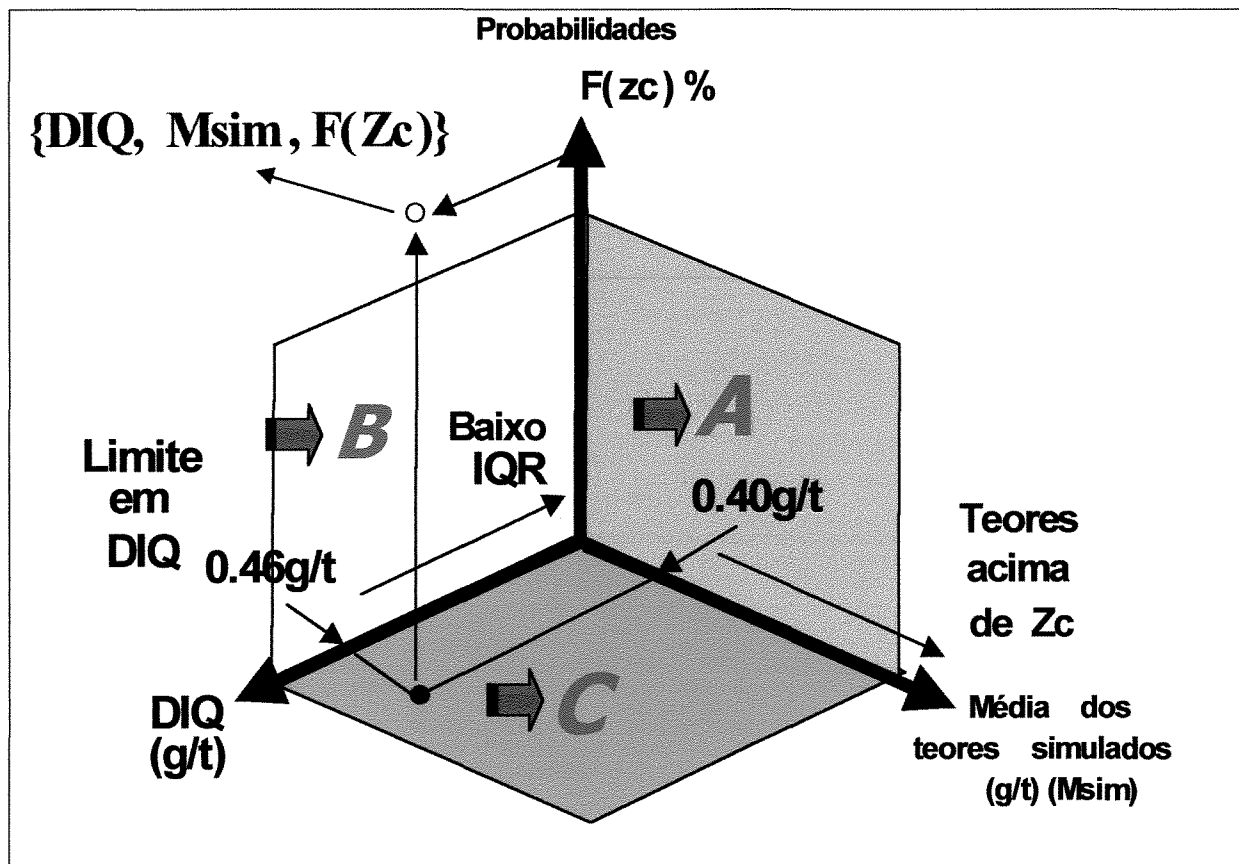


Figura 4.12: Estratégia de integração dos resultados da simulação.

O plano A compreende a combinação entre a média dos teores simulados e a probabilidade destes teores estarem acima de Z_c . O plano B representa a combinação entre os valores da DIQ e os de probabilidades, onde são combinados os valores baixos de incerteza e probabilidades acima de Z_c maiores que 50%. No plano C são combinados os valores da média dos teores simulados com os valores da DIQ.

No diagrama tridimensional da Figura 4.13 apresenta-se os resultados destes 3 parâmetros para todos os valores simulados, onde os planos deste diagrama são equivalentes aos planos descritos na Figura 4.10. Nesta figura, os dados marcados em cruzes negras mais espessas representam os 486 blocos simulados selecionados pela estratégia.

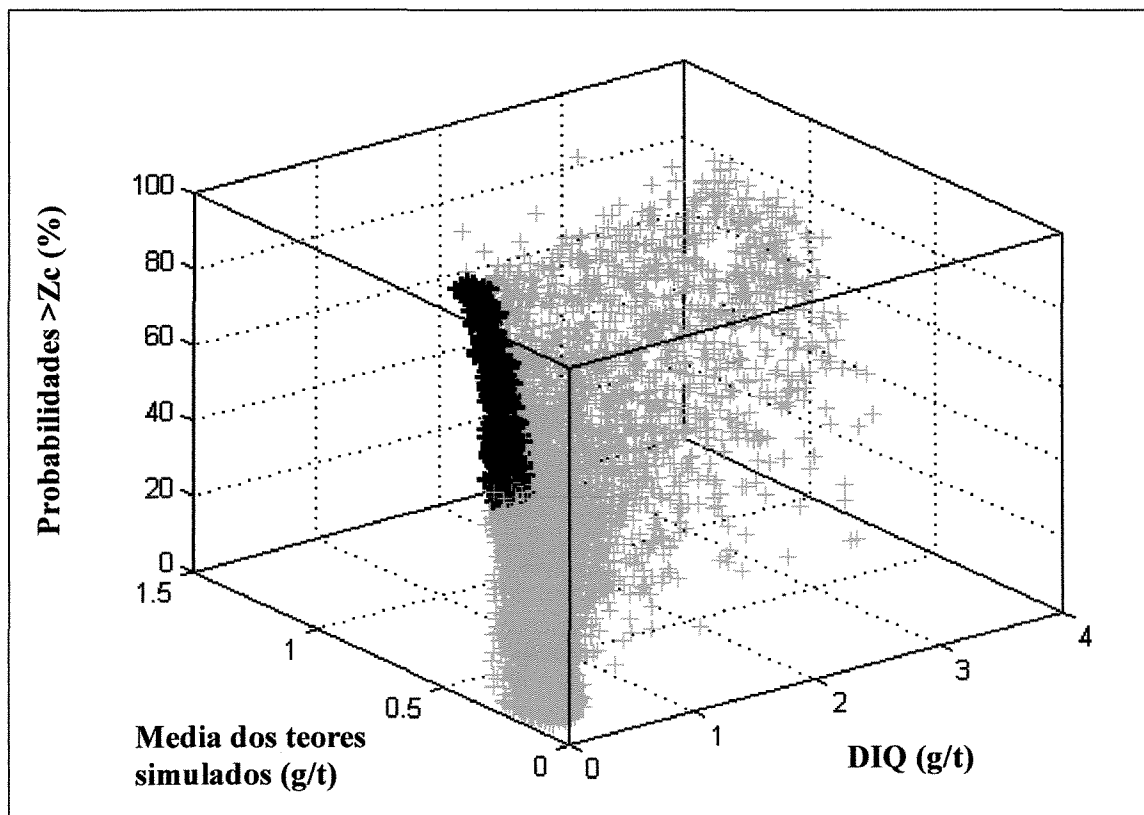


Figura 4.13: Diagrama tridimensional com os três parâmetros condicionantes (Cruzes negras representam os blocos selecionados pela estratégia).

Estes 486 blocos, que respeitam as restrições impostas sobre os três parâmetros, correspondem a 7.22% do total de blocos simulados (6724). A disposição destes blocos dentro do *nível modelo* pode ser observada na Figura 4.14.

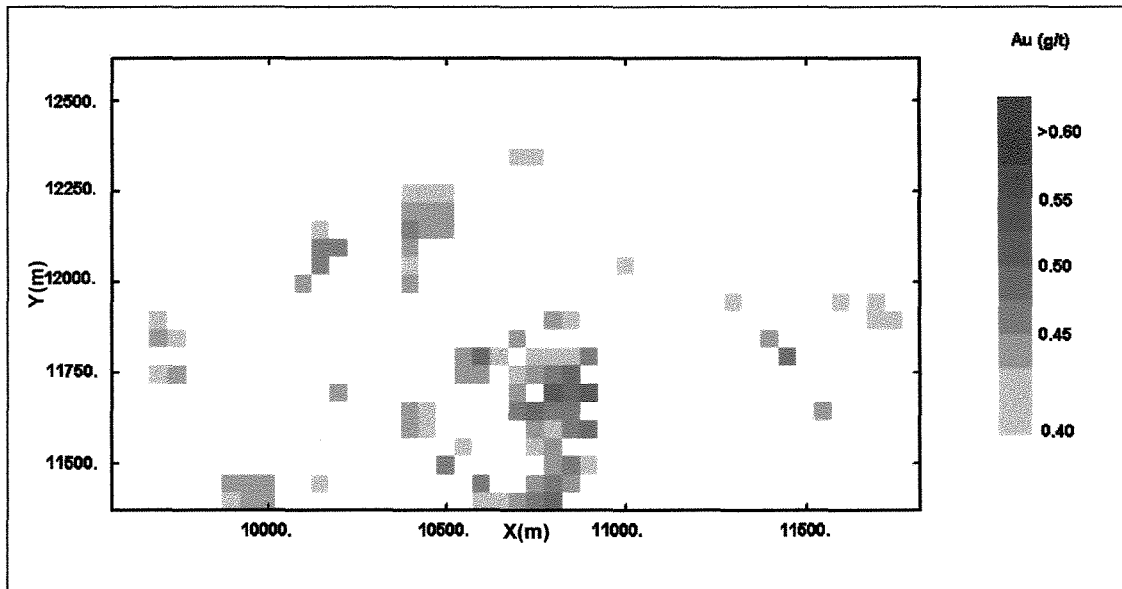


Figura 4.14: Blocos de Au selecionados pela estratégia no nível modelo.

Para estes 486 blocos observa-se uma alta correlação entre os teores médios simulados e as probabilidades, implicando que para os blocos com baixa incerteza, quanto maiores os teores simulados, maior a sua probabilidade. Alguns blocos com 100% de probabilidade exibem uma amplitude de teores desde 0.44g/t até 0.62g/t (Figura 4.15).

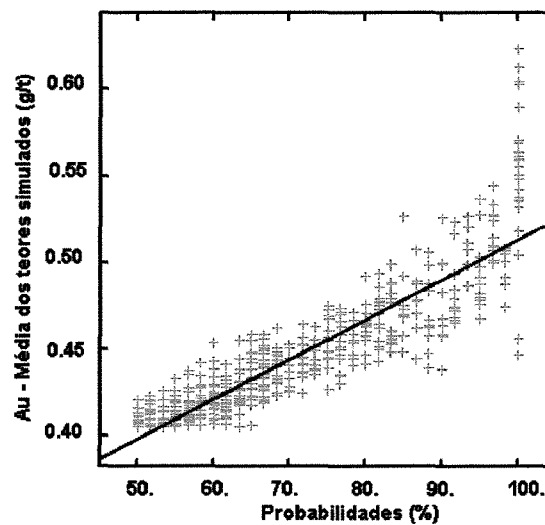


Figura 4.15: Diagrama de correlação entre a média dos teores simulados e a probabilidade para os blocos selecionados pela estratégia.

4.4. Simulação Estocástica do As

A variável As foi simulada através do mesmo processo utilizado para o Au. O objetivo desta simulação é classificar os blocos de lavra, previamente classificados para a variável principal (Au), também para esta variável. Isto permitirá uma melhor compreensão da relação entre estas duas variáveis segundo uma abordagem estocástica, com possíveis implicações geológicas e tecnológicas sobre o modelo de lavra.

Utilizando-se os valores médios simulados de As pode-se observar o comportamento desta variável nos blocos selecionados pela estratégia composta para o Au. Para esses blocos não é possível estabelecer-se uma forte correspondência com blocos com maiores quantidades de As. Porém, existem algumas áreas onde blocos anômalos em Au também são anômalos em As, conforme mostra a Figura 4.16.

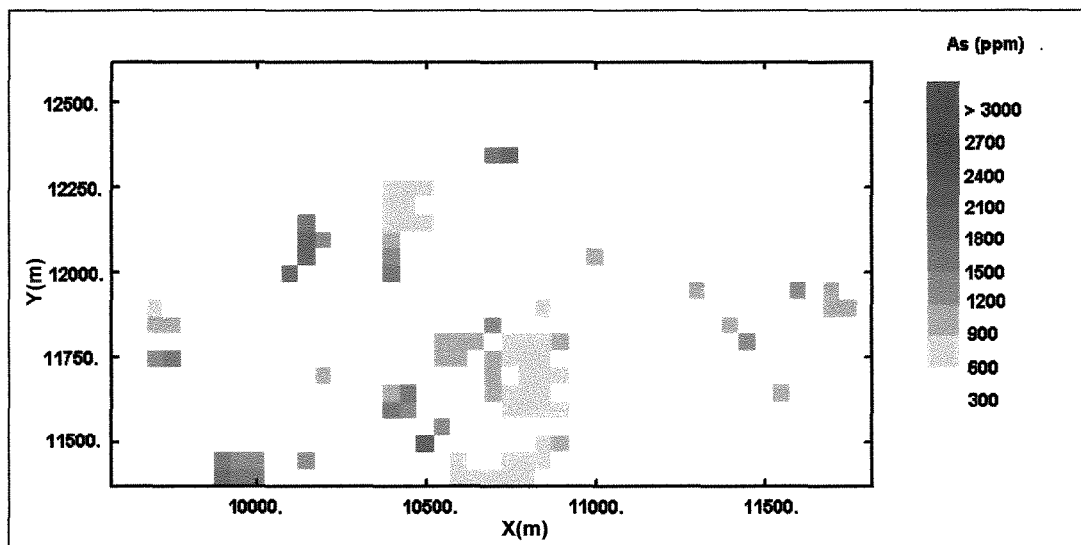


Figura 4.16: Teores médios simulados de As nos blocos de Au selecionados pela estratégia no nível modelo.

4.5. Co-Simulação Condicional de Au e As para os Dados de B2 (Mineralização Primária)

A geoestatística multivariável fornece diversas ferramentas para a análise da relação espacial entre duas variáveis (Goulard & Voltz, 1992). Neste tipo de análise, um ponto crucial e um problema frequente é encontrar um modelo (ou matriz) de correlogramação, que ajuste de maneira geoestatisticamente correta, o variograma cruzado entre duas variáveis. Ahmed & De

Marsiliy (1987) mostram que o ajuste de um modelo corregeionalizado é complexo em situações onde as variáveis não são fortemente correlacionadas.

Práticas geoestatísticas univariáveis são comuns em mineração, porém uma abordagem multivariada é intrinsicamente ligada às condições de amostragem da variável secundária (As) em relação à variável principal (Au) (Ribeiro *et al.*, 1996). Co-simulações condicionais, principalmente as multigaussianas, podem ser uma ferramenta efetiva para a criação de um modelo que aborde um grande número de variáveis (Carvalho, 1995).

A principal meta da co-simulação com os dados da mineralização primária de Morro do Ouro (ou horizonte B2) é tentar verificar, através da distribuição de teores, a hipótese de correlação geológica entre o Au e o As. Os dados foram considerados condicionantes visto que que:

- (i) o Au é praticamente imóvel no horizonte B2 (i.e., fora do perfil de alteração) e;
- (ii) valores de As no horizonte B2 estão vinculados à presença de arsenopirita (sulfeto primário), mineral este que não sofreu, neste horizonte, os efeitos da alteração intempérica e conseqüente remobilização e/ou transformação em minerais secundários de arsênio (e.g, arseniatos).

Para esta co-simulação foram calculados variogramas omidirecionais diretos e cruzados entre Au e As (Figura 4.17), devido ao baixo número de amostras compostas para ambos elementos no horizonte B2 (62 amostras) e à maior irregularidade da malha. Com base nestes variogramas, nota-se um caráter pepítico tanto para variável principal (Au) como para variável secundária (As) (Figura 4.17). O ponto de estabilização (patamar) no variograma cruzado é muito próximo ao efeito pepita (efeito pepita puro).

Para análise dos resultados da co-simulação, foi utilizado, como parâmetro, a média das imagens simuladas no *nível modelo*, o qual engloba grande parte das análises de As no horizonte B2.

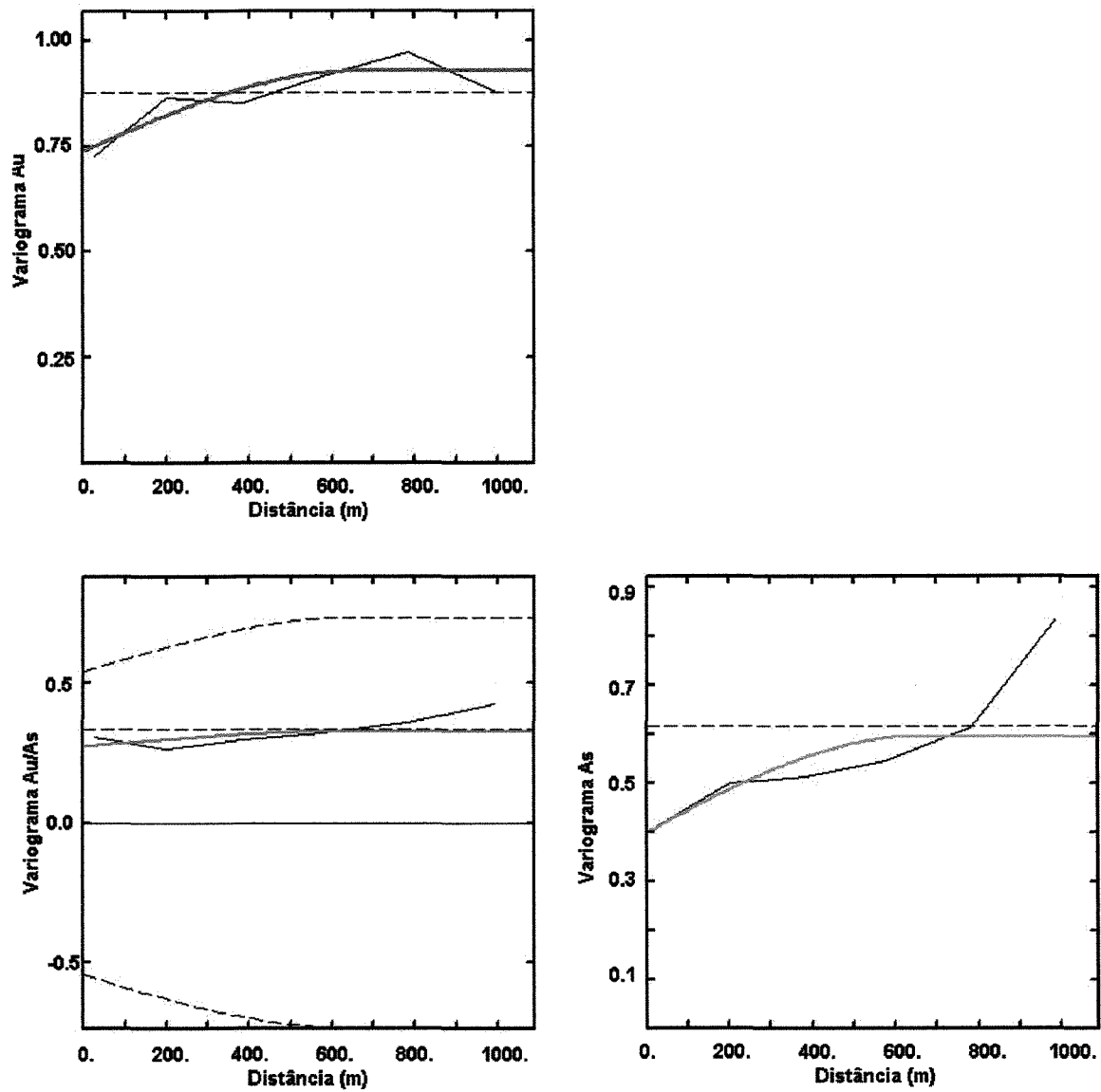


Figura 4.17: Variogramas omidirecionais diretos para Au (vermelho) e As (verde) e variograma cruzado entre Au e As (azul).

Observa-se nos mapas do *nível modelo* que os teores altos de Au (Figura 4.18) ocorrem próximos ou circundados por teores altos de As, porém sua associação direta é possível em apenas algumas áreas das imagens simuladas (Figura 4.19).

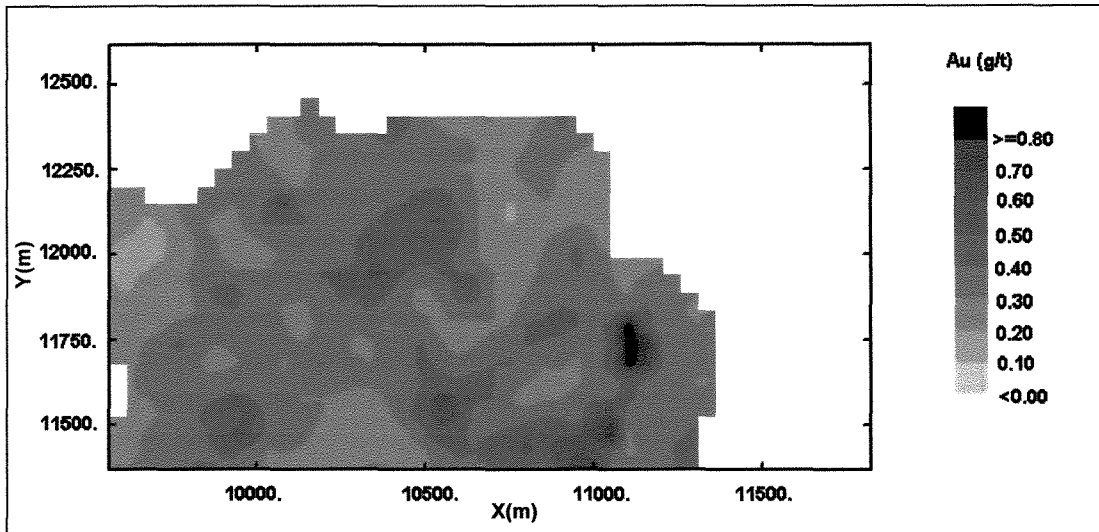


Figura 4.18: Imagem dos teores médios simulados de Au com os dados condicionantes.

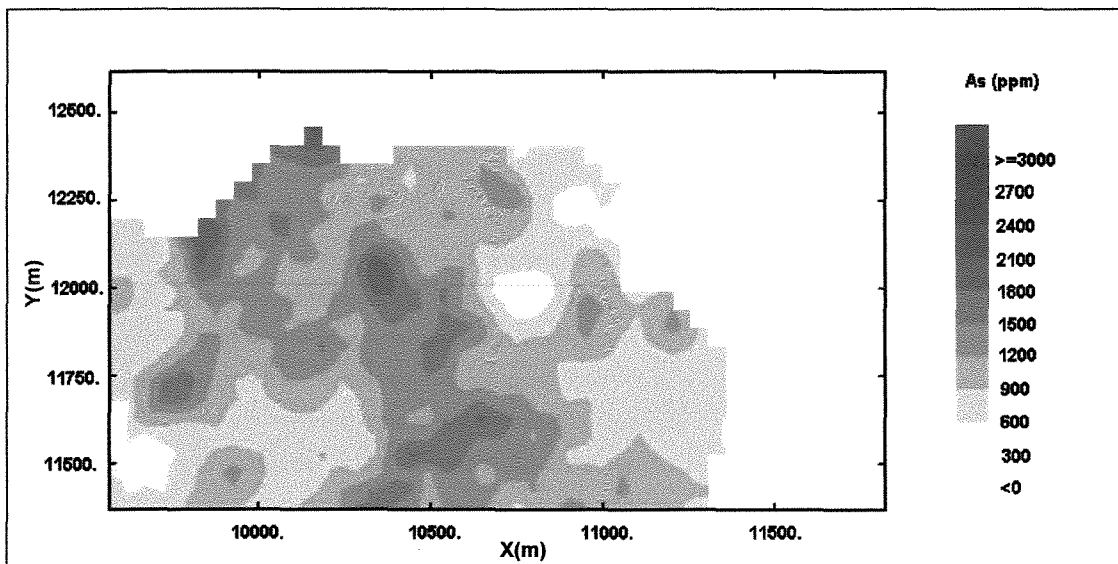


Figura 4.19: Imagem dos teores médios simulados de As com os dados condicionantes.

4.6. Análise dos Resultados

A análise (ou comparação) dos resultados obtidos (estimativa global por Krigagem ordinária, simulação condicional global e co-simulação condicional com os dados da mineralização primária), foi feita através de (i) diagramas de correlação entre Au e As e (ii) curvas teor x tonelagem de Au e As, para cada modalidade de distribuição de teores.

Nos diagramas de correlação entre as médias dos teores simulados observa-se uma maior correlação entre os teores de Au e As na distribuição de teores *co-simulados* (Figura 4.20).

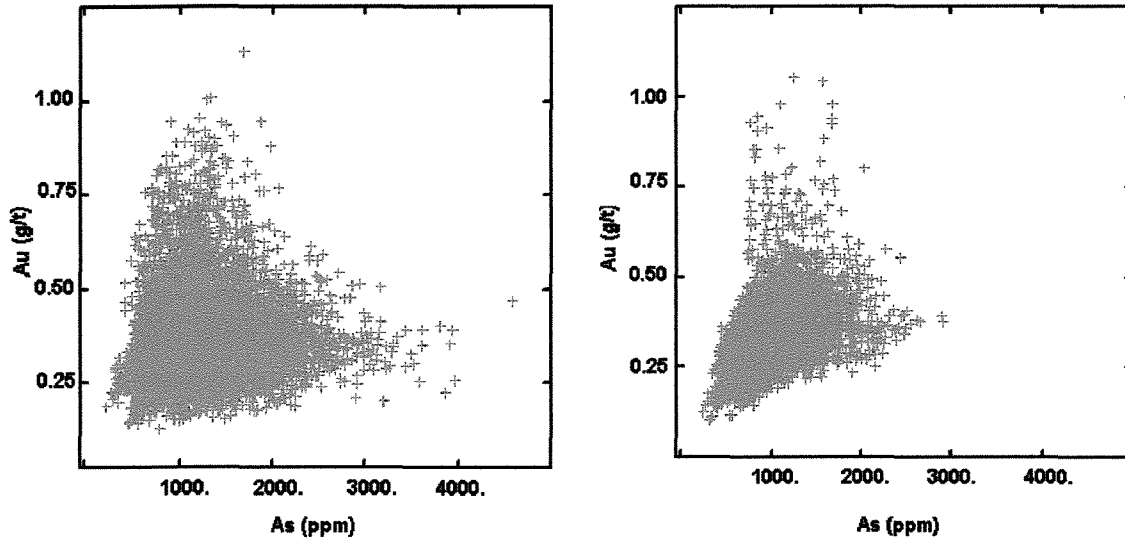


Figura 4.20: Diagramas de correlação entre as médias dos teores de Au e As para a simulação obtida com todos os dados (figura à esquerda) e para a simulação obtida somente com os dados do horizonte B2 (figura à direita).

As curvas teor x tonelagem (Figura 4.21), para as diferentes distribuições de teores, indicam que a *simulação condicional* apresenta maior tonelagem com teores maiores em relação à co-simulação e Krigagem ordinária.

A menor tonelagem obtida por estimativa em relação a média dos teores simulados é um fato intrínscio ao processo de Krigagem (Figura 4.21). No depósito de MO, onde os teores de Au apresentam grande variabilidade mas numa estreita faixa de valores, a Krigagem negligenciou a variabilidade real do depósito, na medida em que o método diluiu teores relativamente altos e baixos a partir do cálculo de sua média. A variabilidade mais legítima do depósito é observada quando tomamos a média dos teores simulados como distribuição dos teores (Figura 4.21).

A co-simulação apresentou curvas muito próximas às obtidas por Krigagem, porém simulou uma quantidade de blocos muito menor, devido ao número comparativamente reduzido de amostras condicionantes (62 amostras), que correspondem apenas à 11.67% do total das amostras utilizadas para a estimativa por Krigagem.

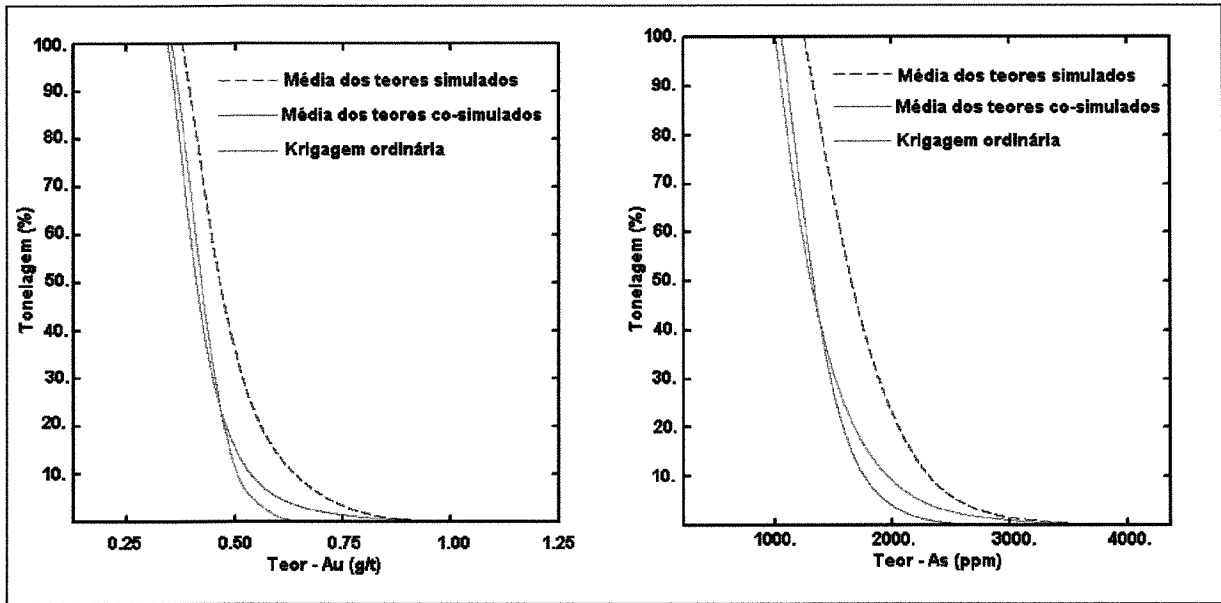


Figura 4.21: Curvas tonelagem x teor para a Krigagem ordinária, média dos teores co-simulados e teores médios simulados.

5.1. Conclusões

- A estimativa e simulação dos teores de Au na mina MO foram realizadas seguindo-se os controles geológicos da mineralização. Os mapas de isoteores obtidos indicam que as distribuições de teores seguem claramente as direções das estruturas geológicas (e.g., lineação de estiramento mineral) que condicionam os *boudins* auríferos hospedados nos filitos carbonosos da Formação Paracatu.
- modelo geológico tridimensional coadunado à modelagem estocástica, permitiu uma melhor compreensão da situação geológica da mineralização e a obtenção de modelos de blocos que representam a distribuição dos teores nos horizontes de minério primário (B2) e de minérios alterados intempericamente (CTB1).
- A estimativa através de Krigagem ordinária serviu como um parâmetro de comparação para as simulações estocásticas. Em MO, nota-se que ocorre uma alta correlação entre a média dos teores simulados e os teores obtidos por estimativa. Porém, a média dos teores simulados, representada em mapa, forneceu uma área maior para as zonas de altos teores, ratificando uma das principais vantagens da simulação em relação à outros métodos – i.e., modelar a variabilidade local respeitando as características amostrais do conjunto de dados.
- Esta pesquisa revelou que não ocorrem variações importantes nos teores de Au ao longo do perfil intempérico do minério estudado, exceto nos horizontes lateríticos superiores, que apresentam teores localizados muito altos e erráticos. Entretanto, para a variável As, ocorre um aumento dos teores proporcionalmente ao grau de intemperismo (oxidação) do minério. Isto é observado, por exemplo, em zonas com maior densidade de falhas, onde o efeito do intemperismo é maior na mina MO. A transformação de arsenopirita (principal mineral de As presente no minério primário) em arseniatos (e.g, escorodita) nos horizontes intemperizados, parece exercer um importante controle na variação dos teores de As.
- Através de simulações estocásticas, foi possível classificar os blocos de minério de maneira otimizada, partindo-se de 60 possibilidades de teores para cada bloco.
- Com base nos valores simulados para mina MO (60 possibilidades de teores para cada bloco),

foi possível estabelecer a porcentagem de blocos de minério que apresentam: (i) teores acima de um determinado teor de corte (ii) teores acima de uma medida de incerteza (dada pela distância interquartis, que corresponde à diferença entre os maiores e menores valores simulados para cada bloco, sem a interferência dos valores extremos), e (iii) a probabilidade de conterem teores acima do teor de corte. A incorporação de incertezas relacionadas aos valores reais evita aproximações baseadas em cenários subestimados ou superestimados, o que minimiza perdas associadas à classificações errôneas de blocos. A mesma lógica não se aplica à estimadores lineares, que buscam estimar o valor mais seguro para os blocos, considerando as amostras mais próximas dentro de uma determinada vizinhança.

- Os 3 parâmetros condicionantes expostos em epígrafe, quando utilizados simultaneamente, permitem o acesso à áreas de blocos mais enriquecidos em ouro, através da incorporação de limites ou teores de corte de acordo com o conhecimento geológico ou tecnológico da mineralização. A estratégia estabelecida neste trabalho visou mapear blocos com pelo menos 50% de probabilidade de conterem teores maiores ou iguais a 0.4g/t (teor de corte adotado) e com baixa incerteza (distância interquartis iguais ou inferiores a 0.46 g/t). Os blocos selecionados por esta estratégia exibem uma alta correlação positiva entre a média dos valores simulados e a probabilidade destes valores estarem acima de Z_c , o que permitiu o cálculo da porção mais enriquecida da reserva, que representa um total de 7.22% de todos os blocos simulados.
- A principal meta da co-simulação entre Au e As foi tentar quantificar a evidente correlação geológica entre o Au e o As proveniente de sulfetos como a Arsenopirita. Para este fim foram tomados como dados os condicionantes os dados da mineralização primária (horizonte B2) onde o Au é imóvel no sistema e não se tem influência de minerais de arsênio formados através de intemperismo. Neste horizonte demonstra-se um caráter pepítico para estas duas variáveis que estariam juntas, encapsuladas em *boudins* de quartzo. Observa-se nas imagens co-simuladas que áreas ricas em Au encontram-se circundadas ou próximas as áreas ricas em As. Diagramas de correlção apresentam maior correlação entre os valores co-simulados, demonstrando que a correlação estatística aumenta quando tomamos os elementos geológicos de maneira correta.

5.2. Recomendações

- Os métodos e estratégias tratados nesta pesquisa podem ser convenientemente utilizados para malhas mais densas de amostragem na mina MO, o que possibilitará uma maior integração entre os controles geológicos e a distribuição geoestatística dos teores de ouro. Com dados mais detalhados e utilizando a estratégia de processamento aqui proposta, será possível mapear, por meio de geoestatística, zonas com maior densidade de *boundins* auríferos hospedados no pacote de filitos carbonosos (i.e., na sua parte, estéreis), proporcionando a prática de uma lavra mais seletiva.
- Utilizando-se as distribuições de distância interquartis e de probabilidades para a quantificação da incerteza em cada bloco de minério (talvez associadas a outras distribuições, como as de variância condicional e coeficiente de variação), será possível determinar áreas da mina MO que necessitam de re-amostragem ou adensamento de amostragem, visando a melhoria do planejamento e seletividade da lavra.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Ahmed S., De Marsily G. 1987. Comparison of Geostatistical Methods for Estimating Transmissivity Using Data on Transmissivity Capacity. *Water Res. Res.*, **23**:1717-1737.
- Almeida F.F.M., Hasui Y., Brito Neves B.B., Fuck R.A. 1976. The Upper Precambrian of South America. *Bol.Inst. Geoc. São Paulo, Inst. de Geociências-USP*, 7:45-80.
- Almeida F.F.M., Hasui Y., Brito Neves B.B. Fuck R.A.1977. Províncias estruturais brasileiras. In: Simp. Geol. Nord., Campina Grande, 1977. *Atas...*, Campina Grande, SBG/NE. **8**:363-391.
- Amaral G. 1968. *Geologia dos depósitos de minério da Região de Vazante, Estado de Minas Gerais*. São Paulo, Inst. de Geociências-USP. (Tese de Doutorado) 103p.
- Armstrong M. 1998. *Basic Linear Geostatistics*. Berlim, Germany. Springer-Verlag, 256p.
- Bjorlykke K.O. 1989. *Sedimentology and Petroleum Geology*. Berlim, Germany. Springer-Verlag, 363p.
- Bleiner C., Perseval P., Rambert, F., Renard, D., Touffait, Y. 2000. *Isatis Software Manual*. Geovariances & Ecole des Mines de Paris, March 2000, Paris, France. 585p.
- Campos Neto M. C., 1984. Litoestratigrafia, relações estratigráficas e evolução paleo-geográfica dos grupos Canastra e Paranoá (região de Vazante-Lagamar, MG). *Rev. Bras. Geol.*, **14**: 81-91.
- Carvalho R.M. 1995. Geostatistical Simulation for na Open Pit Iron Ore, CFSG Report, *Centre de Géostatistique de Fontainebleau, France*, S-324.
- Dardene M. A. 1978. Síntese sobre a estratigrafia do Grupo Bambuí no Brasil Central. In: Congr. Bras. Geol., 30, Recife, 1978, *Anais*, **2**: 597-610.

- Dardene M. A. 1988. Geologia do chumbo e zinco. In: SCHOBENHAUS C. & COELHO C. E. S. 1988. *Principais Depósitos Minerais do Brasil. Metais básicos não ferrosos, ouro e alumínio*. Brasília. DNPM. 3: 71-90.
- David M. 1977. *Geostatistical Ore Reserve Estimation*. Amsterdam, Netherlands. Elsevier Scientific Publishing Co., 1977 364p.
- Deutsch C.V., Journel A., 1992 GSLIB – Geostatistical Software Library and Users Guide. New York, USA. Oxford University Press 340p.
- Deutsch C.V., R.W. Lewis 1995. Advances in the Practical Implementation of Indicator Geostatistics. In: Proceedings of the 23rd APCOM. (*International Symposium on the Applications of Computers and Mathematics in the Mineral Industry*), Tucson, USA, SME-AIME, Littleton, CO, USA. p.169-179 (Capítulo 16).
- Dowd P. 1996. Structural controls in the geostatistical simulations of mineral deposits. In: Baafi, E.Y., Schofield, N.A. (eds), *Geostatistics Wollongong'96*. Kluwer Academic Publishers Dordrecht, Netherlands, 2: 647-657.
- Durham R.J. 1962. Classification of carbonate rock according to the depositional texture. In: Ham. W. (ed) *Classification of carbonate rocks*. Am. Assoc. Pet. Geol. Mem. No. 1, Tulsa, Oklahoma, USA.
- Freitas-Silva F.H. 1991. *Enquadramento litoestratigráfico do Depósito de Morro do Ouro, Paracatu-Minas Gerais*. Brasília, Inst. de Geociências-UNB. (Dissertação de Mestrado) 151p.
- Freitas-Silva F.H., Dardene M. A. 1994. Proposta de subdivisão estratigráfica formal para o Grupo Canastra no oeste de Minas Gerais e leste de Goiás. In: Simp. Geol. Centro-Oeste. 4. Brasília, 1991. *Anais... Brasília*, SBG-DF/CO, 4:164-165.
- Freitas-Silva F.H. 1996. *Metalogênese do Depósito do Morro do Ouro, Paracatu, MG*. Brasília. Inst. de Geociências-UNB. (Tese de Doutorado) 338p.
- Fuck R.A., Pimentel M.M., D'el Rey Silva L.J.H. 1994. Compartimentação tectônica na porção oriental da Província Tocantins. In: Congr. Bras. Geol., 38. Camburiú, 1994. Camburiú, SBG., *Anais*, 2:215-217.
- Glaken I. M. 1996 Change of Support and Use of Economic Parameters for Block Selection. In: Baafi, E.Y., Schofield, N.A. (eds), *Geostatistics Wollongong'96*. Kluwer Academic Publishers Dordrecht, Netherlands, 2: 811-821.

- Godoy M. C. 1998. Minimização de Perdas em Operações de Lavra Seletiva incorporando a Incerteza da Estimativa no Controle de Teores. Porto Alegre, UFRGS (Dissertação de Mestrado), 91p.
- Goovaerts P. 1997. *Geostatistics for natural resources evaluations*. New York, USA. Oxford University Press, USA, 483p.
- Goulard M., Voltz M. 1992. Linear Correogionalization Model: Tools for Estimation and Choice of Cross-Variogramas Matrix. In *Mathematical Geology*, **24**:269-286, 1992.
- Guibal D., Humphreys H., Sanguinetti H. 1996. Geostatistical conditional simulation of a large iron orebody of the Pilbara Region in Western Australia. In: Baafi, E.Y., Schofield, N.A. (eds), *Geostatistics Wollongong'96. Kluwer Academic Publishers* Dordrecht, Netherlands, **2**:695-707.
- Houlding S.W. 1992. The application of a new 3-D computer modelling techniques to mining. In: *Three-Dimensional Modeling with Geoscientific Information Systems*, A. K. Turner (ed) 1992 p.303-325. Kluwer Academic Publishers. Netherlands, 1992).
- Houlding S.W. 1994. *3D Geoscience modelling – Computer techniques for geological characterization – Berlin, Germany*. Springer-Verlag 304p.
- Houlding S.W. 1999. Direct volume estimation – a geostatistical technique for mine planning and grade control. In: *Computers & Geosciences (Elsevier Science Ltd)* **25**: 1113-1123.
- Isaaks E.H., Srivastava R.M., 1989 *An Introduction to Applied Geostatistics*. New York, USA. Oxford. University Press Inc., 561p.
- Isaaks E. H. 1990. *The Application of Monte Carlo Methods to the Analysis of Spatially Correlated Data*. Stanford University, Stanford, California, USA, (PHD Thesis) 208p.
- Journel A. G., Huijbregts C.J. 1978. *Mining Geostatistics*. New York, USA, Oxford University Press Inc. 600p.
- Journel A.G. 1988. *Fundamentals of geostatistics on five lessons*. New York, USA, Oxford University Press Inc. 15p.
- Kavouras M. 1995. A spatial information system with advanced modeling capabilities. In: *Three-Dimensional Modeling with Geoscientific Information Systems*, A. K. Turner (ed) 1992 p.59-67. Kluwer Academic Publishers. Netherlands, (1992).
- Krige D.G. 1951. A Statistical Approach to Some Basic Mine Valuation Problems on the Witwatersrand. In: *J. Chem. Metall. Min. Soc. S.Afr.* Dec. 1951, 119-139.

- Krige D.G. 1952. A Statistical Analysis of the Some Borehole Values in the Orange Free State Goldfield. *In: J. Chem. Metall. Min. Soc. S.Afr.* Dec. 1952, 47-64.
- Krige D.G. 2000. Half a Century of Geostatistics From a South African Perspective. *In: Geostats 2000 (6th International Geostatistical Congress)* W.J. Kleingeld and D.G. Krige, Cape Town, South Africa.
- Mallet J.M. 1988. Geometric models and geostatistics. *In: M. Armstrong (ed) Geostatistics 1989 - Proceedings of the 3rd International Geostatistical Congress, 1988, Avignon, France . 2: Quantitative Geology and Geostatistics.*
- Mallet J.M. 1992. GOCAD: A computer aided design program for geological applications. *In: Three-Dimensional Modeling with Geoscientific Information Systems, A. K. Turner (ed) 1992 p.123-141. Kluwer Academic Publishers. Netherlands, (1992).*
- Maptek 1997. Geological Overview - Ore reserve estimation in vulcan. Maptek, Belo Horizonte-MG, Brazil.
- Marques F.B., Batelochi M.A., Möeller J.C.C. 1996. Geologia, mineralização e lavra do Morro do Ouro – Paracatu (MG) *In: Gold deposits of South America – XXXIX Cong. Bras. Geologia.*
- Matheron G. 1957. Theorie lognormale de l'échantillonnage systematique des gissements. *Ann. Mines, 9: p.566-584.*
- Matheron G. 1963. Principles of Geostatistics. *Econ. Geol., 58: 1246-1266.*
- Matheron G. 1970. La Theorie des Variabiles Regionalisées et sus Applications, *Les Cahiers du Centre de Morphologie Mathematique, Fascicule 5. Edité per l'École National Supérieure de Mines de Paris.*
- Oliveira M.L. 1997. *Análise de incertezas envolvidas na modelagem de reservatórios no contexto geoestatístico.* Campinas, Inst. de Geociências-Unicamp. (Dissertação de Mestrado) 107p.
- Rumbaugh J., Blaha M., Premerlani W., Eddy F., Lorensen W. 1991. Object Oriented Modelling and Design, Ch. 1-6, Prentice Hall Int'l, Inc. New Jersey, USA, 1991.
- Remacre A.Z., Feitosa V.M.N, Pires J. S. 1995. Conditional Simulation as a tool for mine planning: A case study. *In: Preceedings of the 23rd APCOM. (International Symposium on the Appllications of Computers and Mathematics in the Mineral Industry), Tucson, USA, SME-AIME, Littleton, CO, USA. (Chapter 26). p.259-266.*

- Renard P., Courrioux G. 1999 Three-dimensional geometric modeling of a faulted domain: The Soultz Horst example (Alsace, France). In: *Computers & Geosciences (Elsevier Science Ltd)* V. 20 p.1379-1390.
- Ribeiro D.T., Remacre A.Z., Carvalho R.M., Uzumaki E.T., 1996. Application of Cokriging in Iron Ore Evaluation: Iron Ore Quadrangle – Brazil. In: Baafi, E.Y., Schofield, N.A. (eds), *Geostatistics Wollongong'96. Kluwer Academic Publishers* Dordrecht, Netherlands, **2:831-841**.
- Rossi M.E. 1999. Improving the estimates of recoverable reserves. In *Mining Engineering*, January, 1999, p.50-54.
- Sichel H.S. 1947. An experimental and theoretical investigation of bias error in mine sampling with special reference to narrow gold reefs. *Trans. Inst. Min. Metall. Lond.*, 56, p.403-473.
- Sichel H.S. 1952. New methods in the statistical evaluation of mine sampling data. *Bull. Inst. Min. Metall. Lond.*, p.17-25.
- Wackernagel H. 1995. *Multivariate Geostatistics* – Berlin, Germany. *Springer-Verlag*, 139p.
- Yarus J.M., Chambers R.L. 1994. Stochastic Modeling and Geostatistics: Principles Methods and Case Studies. In *American Association of Petroleum Geologists: Computers Applications in Geology*, Tulsa, Oklahoma, USA, **3**, 377p.
- Zini A., Forlim R., Andreazza P., Souza A. 1988 Depósito do Ouro do Morro do Ouro, Paracatu, Minas Gerais. In: SCHOBENHAUS C. & COELHO C. E. S. 1988. *Principais Depósitos Minerais do Brasil. Metais básicos não ferrosos, ouro e alumínio*. Brasília. DNPM. **3:479-489**.

ANEXOS

ANEXO 1 - SIMULAÇÃO DE DEPÓSITOS

INTRODUÇÃO

Uma variável regionalizada é interpretada como sendo uma realização de uma função aleatória, que é caracterizada por uma função de distribuição e uma função de covariância ou modelo de variograma. A idéia principal das simulações consiste em conceber realizações para esta função aleatória que mantenham os valores experimentais em suas posições. Estas realizações são chamadas *simulações condicionais* ou *simulações estocásticas* para um fenômeno regionalizado (Journel & Huijbregts, 1978).

Atualmente existem vários algoritmos de simulação estocástica disponíveis, que diferem em suas hipóteses básicas, campo de aplicação, dados requeridos, implementação prática, complexidade e eficiência computacional. Entre os principais algoritmos podemos citar: o *Turning Bands*, Gaussiano Sequencial, Indicatriz Sequencial, Gaussiano Truncado e Plurigaussiano Truncado (Oliveira, 1996).

Deve-se ressaltar que os objetivos da krigagem e da simulação estocástica são distintos, sendo a krigagem um estimador linear cujo objetivo é fornecer uma única estimativa local, sem respeitar a estatística espacial de todas as amostras e a simulação estocástica, por sua vez, apresenta como característica básica a reprodução das características globais e estatísticas (histograma e covariância ou variograma), obtendo-se vários conjuntos alternativos que representem a função aleatória.

Verifica-se que quanto mais contínuo (ou menos errático) for o fenômeno a ser modelado menores são as diferenças entre as diversas realizações da simulação estocástica e a krigagem, porém em fenômenos como o de Morro do Ouro, onde a variabilidade é muito alta, os efeitos de suavização da krigagem são mais severos (Oliveira, 1996).

Devido as altas exigências computacionais estes métodos não foram muito empregados até o final dos anos 80. Com a introdução de novos algoritmos de simulação, favorecida aos grandes avanços no setor computacional ocorre uma ressurgência de aplicações dos métodos baseados em simulação estocástica, principalmente dentro do cenário da indústria mineral (Godoy, 1998).

ALGORÍTMO *TURNING BANDS*

O Algoritmo *Turning Bands* (Bandas Rotativas) foi o primeiro algoritmo de simulação 3D realmente implementado em grande escala. Este método de simulação estabelece duas hipóteses: o campo a ser simulado é estacionário de segunda ordem e os valores deste campo são $N(0,1)$ após a transformação gaussiana.

A originalidade deste método desenvolvido por Matheron em (1973, apud Journel & Huijbregts, 1978) está na redução das simulações n -dimensionais em várias e independentes simulações unidimensionais ao longo de linhas que são giradas no espaço, através de uma origem arbitrária.

Um valor simulado em uma posição x é obtido a partir da soma de n simulações unidimensionais $Z_{si}(x)$, onde a realização resultante $Z_{snc}(x)$ é uma realização da função aleatória não condicional, conforme a Equação 1. Na equação, n corresponde ao número de linhas ou bandas rotativas, gerando simulações não condicionais.

$$\text{(Equação 1)} \quad Z_{snc}(x) = \frac{1}{\sqrt{n}} \sum_{i=1}^n Z_{si}(x)$$

O condicionamento para a simulação via bandas rotativas é uma etapa em separado. Para produzir um *grid* com valores condicionantes e que reproduzam a variabilidade espacial da função aleatória, estes valores são originados através de krigagem, usando os valores simulados não condicionais na posição dos dados originais. Estes novos valores são subtraídos dos valores da simulação não condicional para se obter o *grid* com os valores de erros correlacionados, estes erros são adicionados aos valores de uma krigagem realizada considerando-se os dados originais de forma a produzir uma simulação condicional (Equação 2) (Oliveira, 1996).

$$\text{(Equação 2)} \quad Z_{sc} = Z_{kd} + (Z_{snc} - Z_{ksnc})$$

Na Equação 2, z_{sc} é a simulação condicional, z_{kd} é a krigagem obtida a partir dos dados originais reais, z_{snc} é a simulação não condicional e z_{ksnc} é a krigagem dos valores simulados não condicionalmente nas mesmas posições dos dados originais não condicionantes.

ANEXO 2 - ARTIGO DESTA DISSERTAÇÃO

GEOSTATISTICAL SIMULATION OF STRUCTURALLY-CONTROLLED LOW GRADE-HIGH TONNAGE GOLD ORES: A STRATEGY FOR TARGETING GENUINE ENRICHED ZONES

A. H. M. SILVA, A. Z. REMACRE AND C. R. DE SOUZA FILHO

Geosciences Institute, State University of Campinas - UNICAMP, Brazil

Abstract

This paper presents a geostatistical study of a classic, structurally-controlled, carbonaceous phyllite-hosted gold deposit with low grade/high tonnage characteristics. Gold in this mineralisation is hosted in boudinaged quartz veins that vary in size from 2 cm up to 60 cm. Larger quartz boudins are reported but only exceptionally. The boudins show maximum elongation along the regional mineral stretching lineation (N220) and an intermediate elongation perpendicular to the latter. Gold grades within zones rich in quartz boudins are known to be high, but are diluted as the phyllites comprising these mineralized veins contain little if any gold. Therefore, ore grades, though low, can vary considerably throughout the deposit.

Exploitation of such ore is done in large-scale open pit mines, allowing mining to be conducted even on fairly low grade ores. However, mining selectivity, for a number of reasons, is always a concern and there is considerable interest and debate as to whether enriched ore zones that necessarily coincide with a high incidence of quartz boudins, can be detected by geostatistical tools. Using stochastic simulation and a new technique for conditional integration of the mean of the simulated ore grades, the interquartiles ranges and probabilities, this paper attempts to map high grade zones within the studied deposit.

Key Words: Geostatistics, stochastic simulation, gold, low grade-high tonnage deposits

1. Introduction

The aims of ore grade estimation and simulation are distinct. Estimation is usually employed to generate block estimates where grade values are unknown or not available. Linear estimation methods were not designed to maintain the true ore grade variability. Kriging, for example, minimises the estimation variance (Journel & Huijbregts, 1978). Secondly estimation maps and block models derived from kriging show greater variabilities within areas of dense sampling, in contrast to areas where few samples are accessible. Consequently the resulting block structures do not reflect the actual local variability (Goovaerts, 1997).

Low grade-high tonnage gold deposits are particularly troublesome to evaluate. Exploitation of these deposits is carried out extensively, as production relies on processing large amounts of ore. The key criteria for mining selection are block estimates, usually obtained from kriging. For the reasons cited above we feel it would be more appropriate to use techniques based on conditional simulation rather than kriging.

In contrast to linear estimators like kriging, conditional simulation was designed to create an orebody model reproducing the small scale ore grade variability. A simulation should duplicate a realistic level of heterogeneity, and should honor the marginal distribution and the covariance function of the experimental data (Yarus & Chambers, 1994). Simulations can be used as input into complex scenarios incorporating various types of uncertainty. For example, Dowd (1996) used them to analyse and solve problems in which variability is a critical factor. Journel & Huijbregts (1978) suggest using them to assess ore grade dispersion and uncertainty. Although stochastic simulations are commonplace in modern geostatistics, few papers describe investigations focussing on gold deposits, possibly because of their complexity.

In this paper we attempt to assess higher grade ore zones within a classic low grade-high tonnage gold deposit, using stochastic simulation. The studied ore zones comprise restricted, boudinaged gold-bearing quartz veins that are structurally-controlled and hosted by carbonaceous phyllites. The conceptual geologic model for this mineralisation indicates that ore grade is directly related to the size and quantity of gold-bearing quartz boudins per area unit. Gold shows low grades and high variability within the deposit. Therefore, we specifically employed conditional simulation in this work to generate realisations that reproduce the small scale variability of gold grades, for use in grade control (Guibal, et al., 1996).

The method used for the simulation is the turning band method (Journel, 1978), as it has been used very extensively, and with success over the years. It relies on a specific model: the variable under study is interpreted as a particular realisation of a one-to-one univariate transform of a Gaussian field. Secondly it assumes that the value of the variable is known at every experimental point (Yarus & Chambers, 1994).

2. Geology

The studied deposit is located in Brazil. The local geology comprises thick layers of carbonaceous phyllites alternated with quartzites and meta-siltstones. Ductile-brittle shear zones concentrated within the carbonaceous phyllites hosts the main ore zone, which is aligned with the direction of the mineral stretching lineation (N220). Besides gold, the ore is formed by sulphides (arsenopyrite, pyrite and galena) plus quartz and carbonate. These minerals are concentrated in a series of boudinaged quartz veins (quartz boudins) ranging in size from a few centimetres up to 1 meter long. The geometry of these gold-rich quartz boudins resembles that of a “string of sausages”, where each individual boudin shows a main elongation parallel to the direction of the stretching lineation (D1 = N220), and the secondary elongation is orthogonal to it (D2 = N310) (Figure 1).

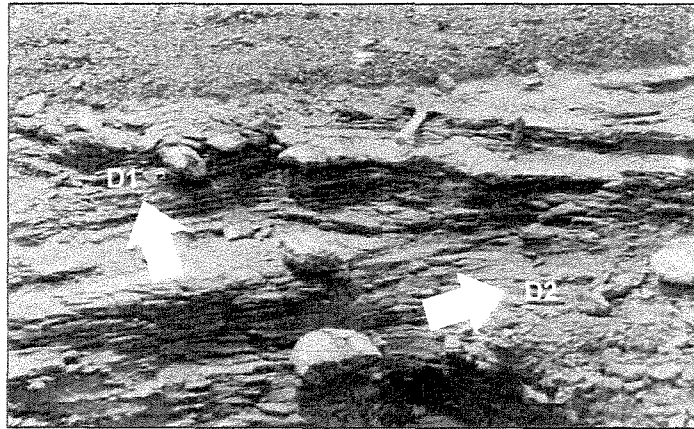


Figure 1: Typical boudinaged gold-bearing quartz veins hosted by carbonaceous phyllites.

Being exposed to tropical conditions, the mineralized carbonaceous phyllites were transformed through supergenic process into several alteration layers:

- (i) an upper layer, that was completely transformed into laterites and saprolites. Here both the carbonaceous material and sulphides are generally oxidized, the latter being completely replaced by iron hydroxides (limonite) that form a network of blades or plates – i.e., box works;
- (ii) a transitional layer, where the original rock and ore mineralogy and structure are only partially preserved. In this portion it is common the presence of considerable amounts of well-defined box works and relicts of sulphides and carbonaceous material; and
- (iii) a lower layer, where the primary rock and ore are almost intact (Figure 2).

In all layers except the laterites, the typical gold-bearing quartz boudins can be seen.

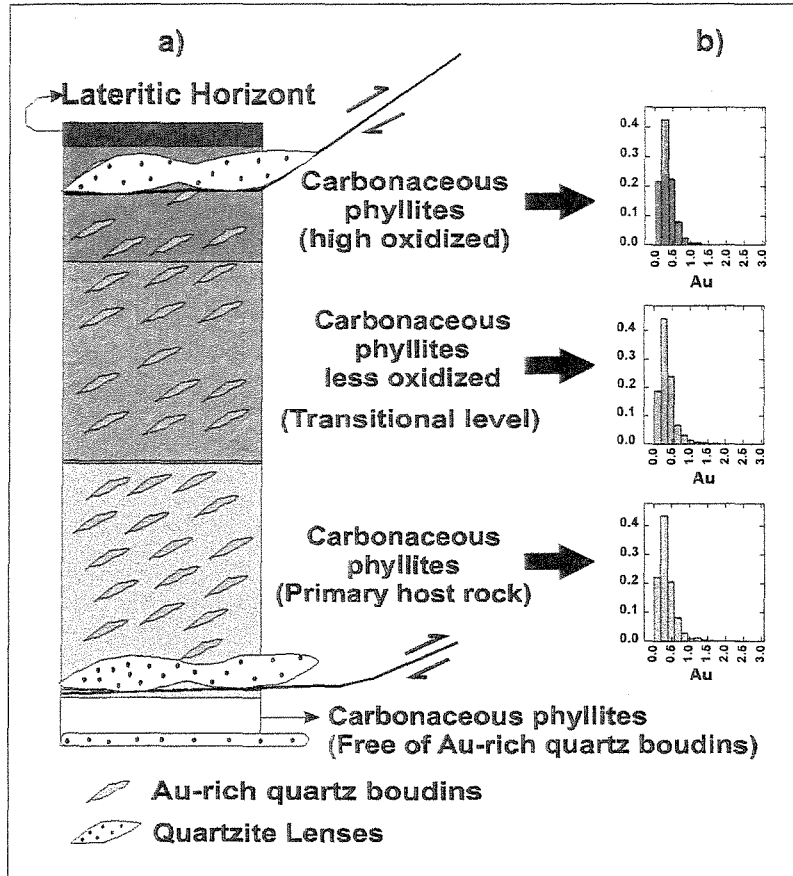


Figure 2. (a) Carbonaceous phyllites that host gold-bearing quartz boudins, collectively classified as different supergenic alteration layers. (b) Histograms for gold grades in each specific layer.

3. Presentation of Data

The database employed in this study consists of over 4000 samples analysed for gold (Au). These came from 135 vertical drillholes on a 100 x 100m grid with samples 1m long. The drill-hole samples were described in terms of their geologic characteristics, which for technological mining operations, differ only as a function of supergenic alteration (Figure 2)—i.e. highly altered rocks are easier to excavate. For the purpose of this paper, as the rock that hosts the mineralised quartz veins (i.e., carbonaceous phyllites) is the same, we shall consider all three layers statistically as a single unit. This is confirmed by the fact that the gold grades within these alteration layers are fairly continuous (Figure 2).

Assuming a standard open pit mining bench height of 8 m (so that homogenous geological zones can be followed reasonably well), the raw samples were combined into new composite samples of 8m each, yielding a total of 531 samples on 7 benches. The histograms of both raw and composite samples show similar structures which are typical of gold deposits (Figure 3). After sample regularisation, the composite grades were submitted to a gaussian anamorphosis, required for the change of support and the conditioning step.

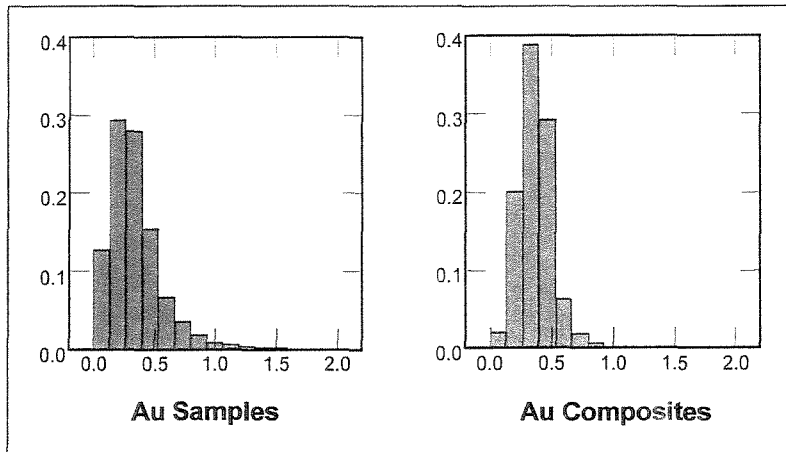


Figure 3. Histograms for raw and composite samples (variable Au is in g/t).

4. Structural Analysis

Variograms were computed for the gaussian transformed values along the three main directions: D1 = N220; D2 = N310, D3 = vertical. Models were fitted so that regionalised structures along these directions could be determined in the view of range, sill and anisotropy coefficients for gold grades (Figure 4). The parameters for the fitted model are listed in Table 1.

Table 1: Parameters of fitted variogram models

Structure	Model	Sill	Range (m) (X; Y;Z)	Anisotropy (ax;ay;az)
1	Spherical	0.400	(140;140;16)	(0.114;0.114;1.000)
2	Spherical	0.600	(800;500;30)	(0.037;0.060;1.000)

The variograms in Figure 4 show that the variable is isotropic for short distances (up to 140m), which corresponds to the first structure of the variogram. The second structure has almost twice the range in direction D1 to that observed in D2. This indicates a geometric anisotropy with greater continuity of ore shoots along the direction of the mineral lineation and less continuity perpendicular to it.

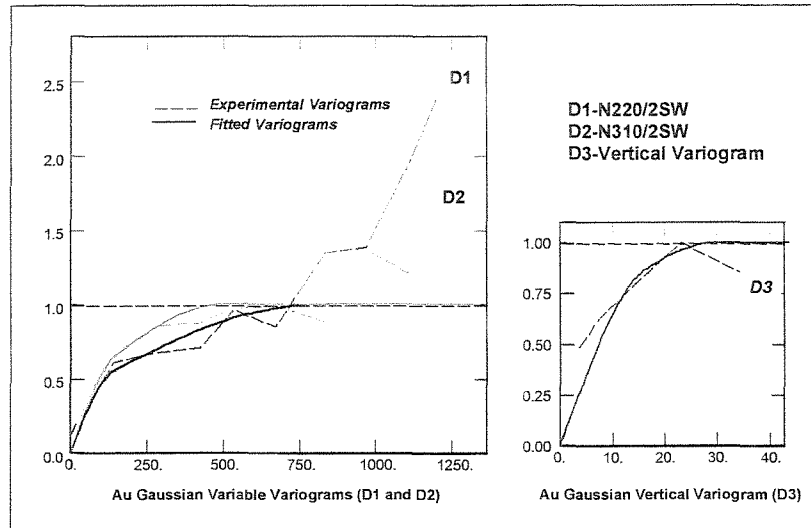


Figure 4: Variogram models for gaussian transformed Au grades

5. Conditional Turning Bands Simulation

The turning band method for simulation belongs to the group of gaussian simulation methods in that it naturally generates gaussian values (Guibal, 1996). For this reason, the raw data were transformed into gaussian values.

In this study, we carried out 60 conditional simulations using 200 turning bands to give Selective Mining Units (SMUs) of size 12.5m x 12.5m x 8m. By using such dimensions, we first attempted to honour the sampling characteristics so that each block includes at least one drill-hole and each mining bench is represented by blocks with same height. This approach is quite general and as has been demonstrated by previous work (Guibal, 1996), it does not require any additional hypothesis. Its only limitation lies in the size of the simulation.

In our case, the simulations were considered at two scales: (i) simulation of blocks considering a SMU of 12.5m x 12.5m x 8m; (ii) simulation of blocks considering an upscaled mining unit of 50m x 50m x 8m, which was obtained by averaging the grades of 16 SMUs (12.5m x 12.5m x 8m) (Figure 5).

The simulations were made using a moving neighbourhood, based on the rotation of the variogram model. The size of the search radius employed was 880m along the direction of maximum data continuity; 360m along the direction of subordinate data continuity; and 16m in the perpendicular direction. Each block was simulated with a minimum of 3 and maximum of 6 samples. Examples of simulated blocks for bench 4 are given in Figures 6a (simulation 1 - SMUs) and 6b (simulation 1 - upscaled mining units).

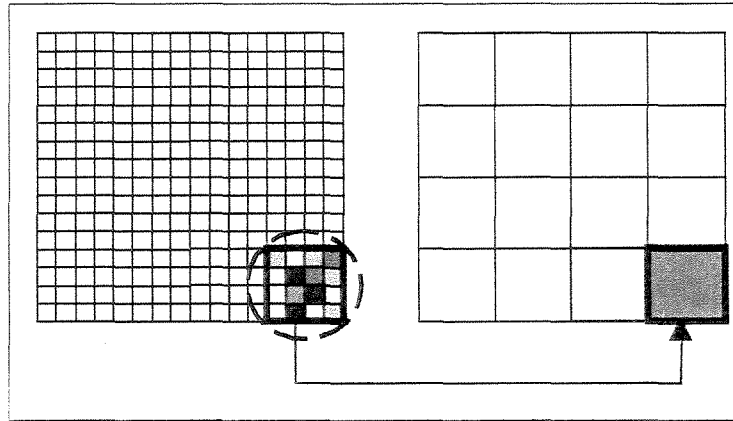


Figure 5: Selective Mining Unit (SMU) upscaling process

6. Strategy for targeting gold-enriched zones

Considering bench 4 as a control, we propose a new strategy to assess areas where gold grades are genuinely higher in the studied deposit. In order to use the 60 simulations advantageously for such objective, we first propose data analysis in the form of (i) a mean of simulations map; (ii) an interquartiles map and (iii) a probability map. In a second step these maps are merged following geologic controls and mining parameters in order to confidently map zones richer in gold.

6.1 MEAN OF SIMULATIONS MAP

Figure 7a shows a map of the mean of 60 ore grade simulations, whereas Figure 7b displays ore grade distribution derived from ordinary kriging, for comparison. Both maps are very similar, interestingly indicating that the mean of the simulated grades is equivalent to the grades yielded through kriging.

Geostatistical criteria were employed to establish a grade cut-off comprised in the mean of simulations, above which high grade ore zones could be clearly portrayed. Grades above 0.28 g/t are economically feasible for the deposit and so values above the upper quartile (i.e. higher than 0.4 g/t – Figure 8) correspond to the richest ore zones.

6.2 INTERQUARTILES RANGE MAP

In cases where grade distributions are strongly asymmetric, such as in this deposit, a robust measure of dispersion is given by the interquartiles range (IQR) (Goovaerts 1997). This is defined as the difference between the upper and lower quartiles, here based on simulated data distribution (Figure 9), and is expressed by the following equation:

$$q_R(u) = q_{0.75}(u) - q_{0.25}(u)$$

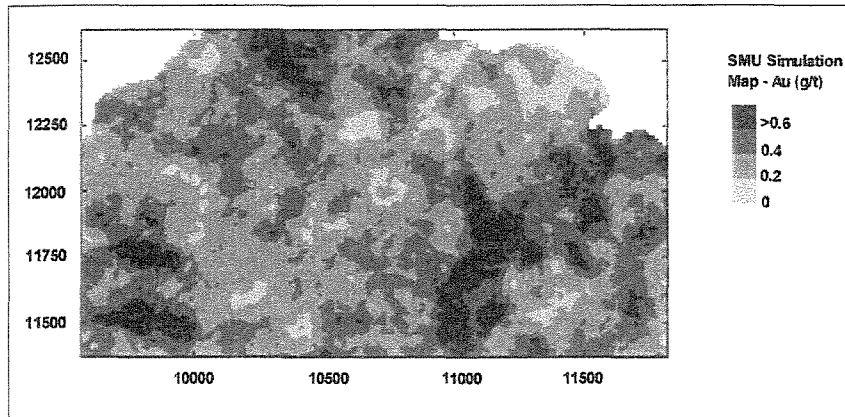


Figure 6a: Simulation 1 of Selective Mining Units

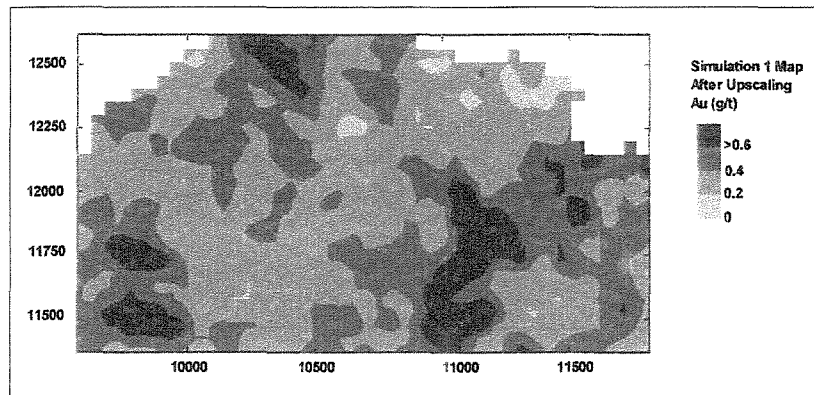
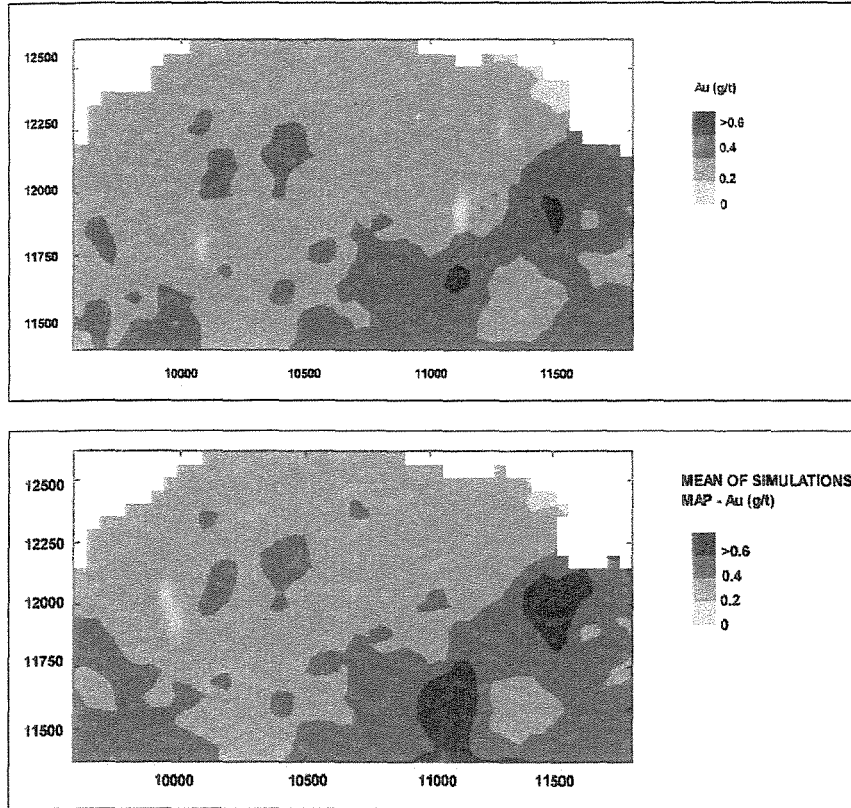


Figure 6b: Simulation 1 of upscaled mining units.

Its use, instead of conditional variance, for example, is justified because the IQR is less dependent on the maximum and minimum values of the distribution (Goovaerts 1997).



Figures 7a & b: Mean of simulations map, and kriged map

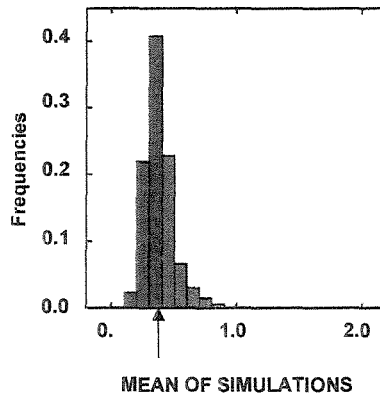


Figure 8: Ore grades above 0.40g/t for mean of simulations data

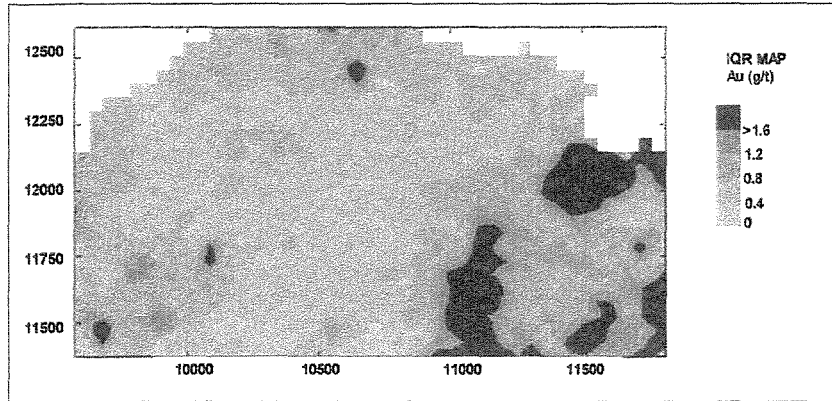


Figure 9: Interquartiles range (IQR) map

As the IQR is a measure of uncertainty, blocks with low IQR values represent sites where estimates are more appropriate. The choice of an IQR interval from which such ore zones could be mapped conveniently is conditioned by the knowledge of ore grade distribution in relation to geologic controls and mining parameters. However, in a comprehensive approach one could consider IQR values below the lower quartile – in this case, below 0.46g/t (Figure 10) – as an ideal interval to distinguish between higher and lower grade zones.

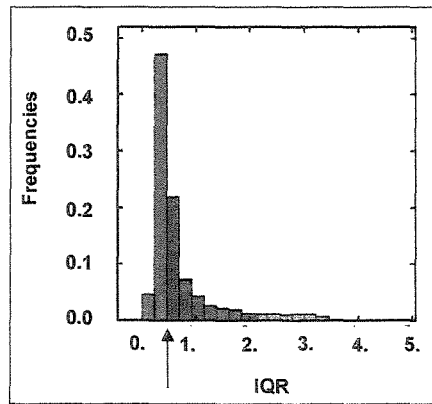


Figure 10. IQR values below the 0.46g/t threshold (lower quartile)

6.3. PROBABILITY MAP

The map of grade probability was assembled (Figure 11) to map portions of the deposit where: $Prob[Z(u) \geq 0.4g/t] \geq 0.5$

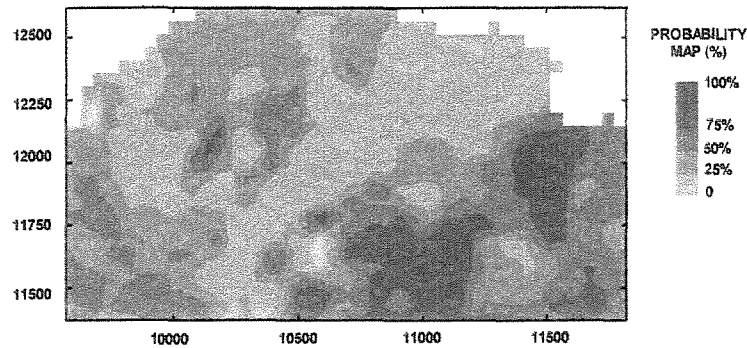


Figure 11: Probability map for the 60 simulations.

The probability threshold of 50% (Figure 12) was optionally chosen to portray blocks where higher ore grades (> 0.4g/t) are broadly supposed to occur. This limit is not rigid and it can be further restricted by mine staff aiming at increasingly more accurate results.

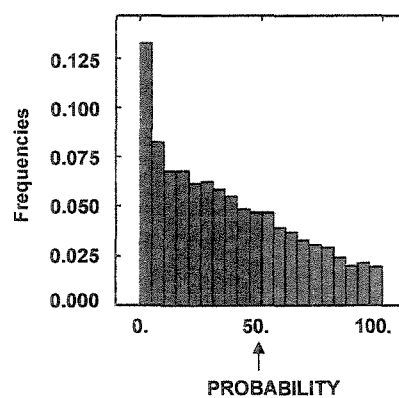


Figure 12: Probability density plot

6.4. INTEGRATION OF CONDITIONAL PARAMETERS

The individual analysis of the mean of simulations, IQR and probability maps (7a, 9, and 11) can indeed provide an impression of the spatial distribution of the richest ore zones along bench 4. However, achievements can be significantly improved if we consider merging these three resultant maps, outlining zones where ore blocks simultaneously respect the conditions/thresholds previously devised for each map. Figure 13 pictures this reasoning for a single hypothetical block.

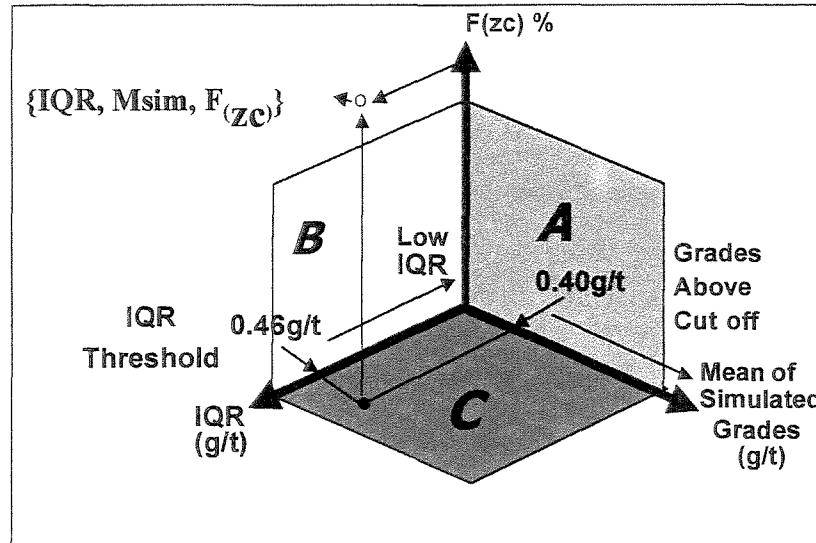


Figure 13: Schematic diagram showing the combination of parameters for targeting enriched zones.

Each plane of the 3D-diagram displayed in Figure 13 applies different restrictions to the simulated ore grades. Plane A corresponds to a combination between the mean of the simulated grades and the probabilities; plane B, to the IQR values and the probabilities and plane C includes the mean of simulated grades and the IQR values. Therefore, considering these parameters together, we can conditionally simulate blocks on the basis of three coordinates.

Figure 14 shows an application of this reasoning to the studied deposit. Each plane on the 3D-scattergram is equivalent to those described in Figure 13, representing the distribution of data yielded in the simulation. Note the high correlation between the mean of simulated ore grades and probabilities, implying that blocks with higher simulated grades coincide with those of higher probabilities (Figure 15).

By submitting the simulated data simultaneously to the restrictions previously discussed, we can distinguish blocks that have ore grades equal and higher than 0.4 g/t, IQR values lower than 0.46 g/t and probabilities higher than 50% (thick black crosses in Figure 14). Note that only a small portion of the simulated data is comprised within these restrictions and that simulated high grade blocks are not necessarily included within the ones mapped using this strategy.

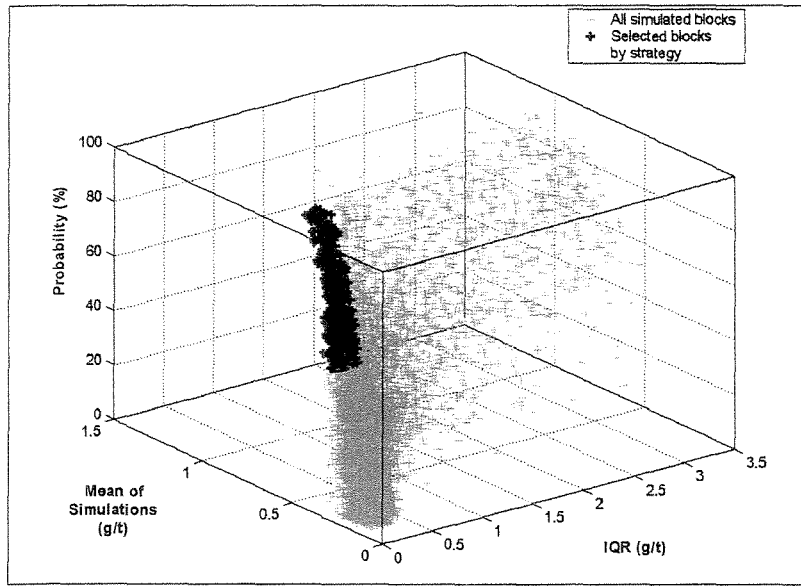


Figure 14: 3-D scattergram for simulated ore grades, combining the conditional parameters established for the studied deposit.

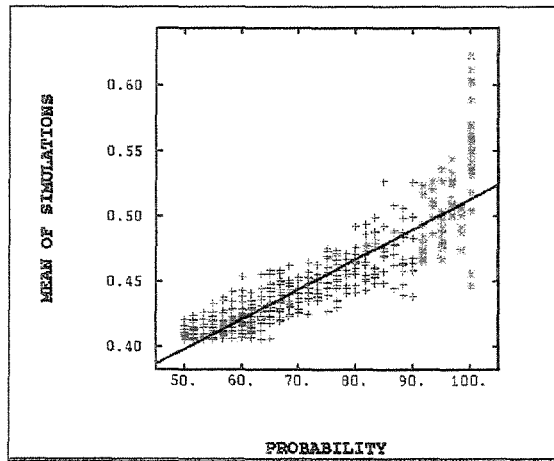


Figure 15: Scattergram showing strong correlation between the mean of simulations and probability for the 486 strategy selected blocks

7. Assessment of Gold Enriched Zones

The application of the three conditional parameters to the simulated images yielded 486 blocks that corresponds to 7.22% of 6724 blocks in total. The mapped blocks, part of which are illustrated in Figure 16, conform with genuine enriched gold zones in the deposit.

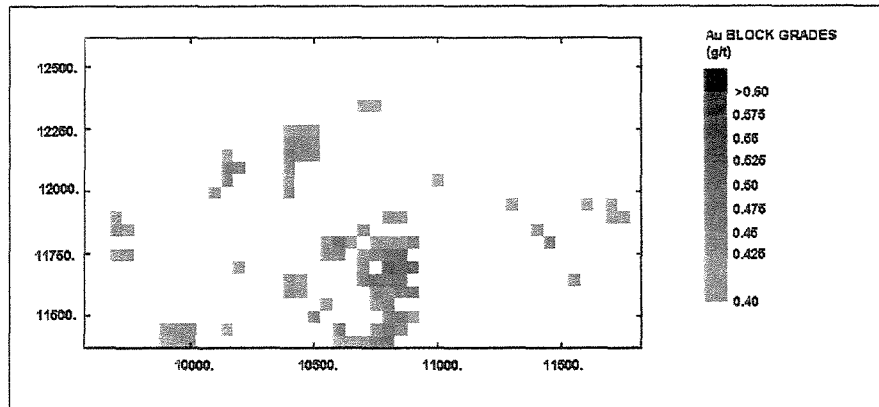


Figure 16. Blocks mapped in bench 4 using the proposed strategy for targeting richer ore zones.

8. Conclusions

Stochastic simulation proved here to be a powerful tool for ore grade control in low-grade/high tonnage gold ores and to provide guidance for other mining operations. Using mean of simulated grades, probability and IQR maps derived from 60 simulated ore grade images, we were able to reach the grade for each block, the probability of each block to host such grades within a range of 60 simulated values for each block and the measure of uncertainty associated to simulated grades per block, respectively. IQR maps showed to be a good choice for assessment of ore grade uncertainties, providing a measure not biased by either very high and/or very low grade values.

The strategy proposed here to map gold enriched zones shows several benefits for mining operations and geological studies. Using the three conceived parameters, mine staff can concurrently access the richest ore zones (mean of simulated grades), conditioning these grades to uncertainty (IQR values) and probabilities thresholds for each block. Either one or all of these conditional parameters can be altered on the basis of geological characteristics of the deposit and/or technological differences among ore types. This allows mine staff not only to assess the genuine richest ore zones but also to enhance knowledge of ore grade distribution in the deposit. Combined simulated ore grades, uncertainty (IQR) and probability measures are also critical to plan new data sampling campaigns, selective exploitation of reserves, economic modelling, forecast and ore control.

Acknowledgments

A.H.M. Silva was funded by Coordenação de Aperfeiçoamento de Pessoal de Nível Superior (CAPES-Brazil). The authors acknowledge the support of Fundação de Amparo à Pesquisa no Estado de São Paulo (FAPESP), through grant 96/11139-2. C. R. de Souza F^o acknowledge the support from Conselho de Desenvolvimento Científico e Tecnológico (CNPq), through research grant 301.227/94. The authors thank A.C. Cruz Jr for assistance and helpful comments.

References

- Dowd, P. (1996). "Structural controls in the geostatistical simulations of mineral deposits. Wollongong 1996. Kluwer Academic Publishers Dordrecht, Netherlands, Netherlands, v. 2, 647-657.
- Goovaerts, P. (1997). "Geostatistics for natural resources evaluations". Oxford University Press New York, USA, 483p.
- Guibal, D. et al. (1996). "Geostatistical conditional simulation of a large iron orebody of the Pilbara Region in Western Australia. Wollongong 1996. Kluwer Academic Publishers Dordrecht, Netherlands, Netherlands, v. 2, 698-707.
- Journel, A. & Ch. J. Huijbregts (1978). "Mining Geostatistics". Oxford University Press New York, USA, 600p.
- Journel, A. (1988). "Fundamentals of geostatistics on five lessons" Oxford University Press New York, USA, 15p.
- Yarus, J. M. & Chambers R. L. (1994). "Stochastic Modeling and Geostatistics: Principles Methods and Case Studies" On American Association of Petroleum Geologists: Computers Applications in Geology Tulsa Oklahoma, USA, v. 3, 377p.