

UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO  
INSTITUTO DE GEOCIÊNCIAS

**ESTUDO COMPARATIVO ENTRE OS MÉTODOS  
COMPUTACIONAIS DE AVALIAÇÃO DE RESERVAS  
E CONTROLE DE TEORES DA MINA DE  
CAPANEMA, SANTA BÁRBARA, MG.**

Marcelo Monteiro da Rocha

Orientador: Prof. Dr. Jorge Kazuo Yamamoto

DISSERTAÇÃO DE MESTRADO

Programa de Pós-Graduação em Recursos Minerais e Hidrogeologia

SÃO PAULO  
1999

UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO  
INSTITUTO DE GEOCIÊNCIAS

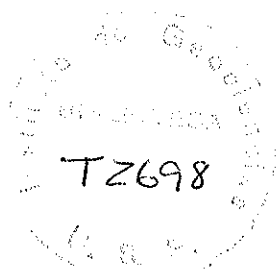
**ESTUDO COMPARATIVO ENTRE OS MÉTODOS  
COMPUTACIONAIS DE AVALIAÇÃO DE RESERVAS  
E CONTROLE DE TEORES DA MINA DE  
CAPANEMA, SANTA BÁRBARA, MG**

*MARCELO MONTEIRO DA ROCHA*

Orientador: Prof. Dr. Jorge Kazuo Yamamoto

DISSERTAÇÃO DE MESTRADO

COMISSÃO JULGADORA



Nome

Assinatura

Presidente: Prof. Dr. Jorge Kazuo Yamamoto

Examinadores: Prof. Dr. José Alberto Quintanilha

Prof. Dr. Paulo Milton Barbosa Landim

SÃO PAULO  
1999

UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO  
INSTITUTO DE GEOCIÊNCIAS

DEDALUS - Acervo - IGC



30900021898

**ESTUDO COMPARATIVO ENTRE OS MÉTODOS  
COMPUTACIONAIS DE AVALIAÇÃO DE RESERVAS  
E CONTROLE DE TEORES DA MINA DE  
CAPANEMA, SANTA BÁRBARA, MG.**

Marcelo Monteiro da Rocha

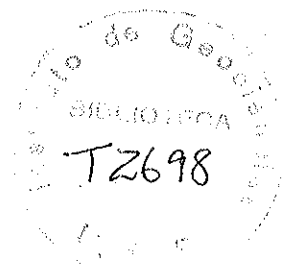
Orientador: Prof. Dr. Jorge Kazuo Yamamoto

DISSERTAÇÃO DE MESTRADO

Programa de Pós-Graduação em Recursos Minerais e Hidrogeologia

São Paulo

1999



*À Ariadne, minha mãe.*

## Agradecimentos

Gostaria de agradecer ao Prof. Jorge Kazuo Yamamoto pela orientação, apoio e dedicação a mim dispensados durante a execução deste trabalho. Sem dúvida sua orientação e incentivo foram fundamentais para esta fase da minha formação, a ele dedico minha admiração.

À FAPESP, Fundação de Amparo à Pesquisa do Estado de São Paulo, pelo fomento (**Processos 96/12212-5 e 96/07156-9**) dado a este projeto.

Às amigas Helen M. Sonoki e Ivone K. Sonoki pelo apoio despendido quando de minha opção de ingressar na pós-graduação.

Aos professores, funcionários e amigos do Departamento de Geologia Econômica e Geofísica Aplicada pela gentileza com que fui recebido e pelo apoio dedicado durante este período.

Ao Prof. Dr. Ginaldo Ademar da Cruz Campanha pela contribuição no bom entendimento da geologia e estrutural da área.

Às secretárias da pós-graduação Ana Paula Cabanal Pentagna e Magali Poli Fernandes Rizzo pela solicitude com que atendem a todos.

À Empresa Minas da Serra Geral S/A, nas figuras de seu Diretor, Sr. Juarez César da Fonseca (*in memorium*), de seu Gerente Geral de Recursos Humanos, Sr. Flávio Grisi, dos Geólogos, Srs. José Sálvio Massahud e Luciano Fonseca e dos Técnicos, Srs. Gilmar e Carlos (Peixe-Gato), pelo suporte e concessão da base de dados aqui utilizados.

Aos amigos Roberto H. Sameshima e Rita Parisi Conde pelas discussões e contribuições, importantes a este trabalho.

Aos amigos, José Antonio Valdés González, Carlos César de Araújo, Sérgio Vicente Liotte e Priscilla Antunes de Godoy pelo companheirismo.

Em especial aos amigos e companheiros de muitas horas de discussão de aspectos teóricos e práticos de geoestatística, de geologia e da vida, Sérgio Luís Fabris de Matos e George de Barros sem os quais, acredito, este trabalho não seria realizado.

Aos alunos, professores e funcionários do IGc que durante o período deste trabalho conviveram comigo.

Aos meus pais, irmãos e aos meus pequenos pela paciência, incentivo e apoio dedicados. Em especial à minha mãe.

## Abstract

The present study aimed at comparing two computational methods to evaluate mineral resources/reserves. The applied methods to the Capanema Mine were the Inverse of Weighted Distance and Ordinary Kriging.

Capanema Mine is a BIF deposit located at southwestern of Ouro Fino Ridge at Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais State, BR.

Two data sets were used in this study, the first one was chemical analysis and core descriptions of drillholes and the other one was chemical analysis of rockdrill dust. These two data sets were studied separately because they have different supports and sampling frequency.

At first, the statistical analysis was made to the grades of five variables in each data set, these variables are: iron (Fe), silicon ( $\text{SiO}_2$ ), aluminum ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ), phosphorus (P) and loss on ignition (PPC). This statistical analysis defined the frequency distributions and its statistical parameters.

The next step was the geostatistical analysis in order to define the spatial variability. The behavior of the spatial variability was represented by the experimental variogram and its theoretical model.

The evaluations, by Inverse Weighted Distance and by Ordinary Kriging, were made using the same neighboring parameters allowing the comparison between the methods. As Capanema Mine is a homogeneous and low variability deposit both methods were equivalent in the case of rockdrill data set. The Ordinary Kriging method for the drillhole data set resulted in a closer estimate in relation to the estimation done during exploration.

## Resumo

O presente trabalho teve por objetivo a comparação entre dois métodos computacionais de avaliação de recursos/reservas minerais: Inverso da Potência da Distância (IPD) e Krigagem Ordinária (KO), aplicados à Mina de Capanema.

A Mina de Capanema é um depósito tipo *BIF (Banded Iron Formation)* situado no Estado de Minas Gerais, na região do Quadrilátero Ferrífero, mais precisamente na porção sudoeste da Serra de Ouro Fino.

Duas bases de dados foram utilizadas para a elaboração deste trabalho, uma contendo as análises químicas e descrições de furos de sonda e outra contendo as análises químicas do pó de furos de perfuratriz (tipo *rockdrill*). Estes dados foram tratados separadamente, devido à diferença de suporte e densidade de amostragem.

Inicialmente, analisou-se estatisticamente cinco variáveis: teores de Ferro (Fe), Sílica ( $\text{SiO}_2$ ), Alumina ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ), Fósforo (P) e Perda por Carbonização (PPC) nas duas bases de dados, determinando-se assim a distribuição de freqüências e os parâmetros estatísticos descritivos.

Na etapa seguinte, realizou-se a análise geoestatística visando definir o comportamento espacial das variáveis. Este comportamento foi sumariado pelo variograma experimental e seu respectivo modelo teórico ajustado.

Nas avaliações, tanto por IPD como por KO, utilizaram-se dos mesmos parâmetros de vizinhança de busca, que permitiram a comparação entre os métodos. Observou-se que no caso da Mina de Capanema, um depósito homogêneo e de baixa variabilidade, os dois métodos, para os furos de *rockdrill*, resultaram em valores muito próximos. Já para os furos de sonda, a krigagem aproximou-se melhor em relação à estimativa realizada na pesquisa mineral.

## Índice

1	Introdução	1
1.1	Objetivos	2
2	Geologia	2
2.1	Geologia do Quadrilátero Ferrífero	2
2.1.1	Complexo do Embasamento	3
2.1.2	Seqüências Vulcano-sedimentares Tipo <i>Greenstone Belt</i>	3
2.1.3	Coberturas Sedimentares Plataformais	5
2.1.4	Metamorfismo	5
2.1.5	Geologia Estrutural	6
3.	Mina de Capanema	6
3.1	Localização e Vias de Acesso	6
3.2	Geologia	8
3.3	Considerações sobre o Minério de Ferro de Capanema	11
3.4	Processo de Lavra	12
3.5	Controle de Minério	14
3.6	Controle de Teores de Amostragem	14
4.	Metodologia	15
4.1	Base de Dados	15
4.1.1	Consolidação da Base de Dados	15
4.1.2	Regularização das Amostras	16
4.2	Análise Estatística	17
4.2.1	Estatística Univariada	18
4.2.1.1	Média ou Esperança Matemática	18
4.2.1.2	Mediana	19
4.2.1.3	Moda	19
4.2.1.4	Variância e Desvio Padrão	20
4.2.1.5	Coefficiente de Variação	21



4.2.1.6 Assimetria	22
4.2.1.7 Curtose	22
4.2.2 Estatística Bivariada	23
4.3 Análise Geoestatística	24
4.3.1 Teoria das Variáveis Regionalizadas	25
4.3.2 Variograma	26
4.3.2.1 Parâmetros Utilizados na Mina de Capanema	32
4.3.2.2 Modelo Teórico de Variograma	33
4.4 Modelo Tridimensional de Blocos	34
4.4.1 Modelo Tridimensional de Blocos para a Mina de Capanema	34
4.5 Parâmetros de Vizinhança	38
4.5.1 Parâmetros de Vizinhança para a Mina de Capanema	39
4.6 Ponderação pelo Inverso da Potência da Distância	40
4.7 Estimativa por Krigagem	42
4.8 Validação Cruzada do Modelo Teórico de Variograma Ajustado	48
4.9 Modelagem Tridimensional Digital de Corpos de Minério	48
5. Apresentação e Discussão dos Resultados Obtidos	50
5.1 Análise Estatística Univariada	50
5.2 Análise Estatística Bivariada	54
5.3 Análise Geoestatística	57
5.3.1 Validação Cruzada dos Ajustes dos Modelos Teóricos	59
5.4 Interpolação e Estimativa dos Teores	65
5.4.1 Interpolação pelo Inverso da Potência da Distância	65
5.4.2 Estimativa por Krigagem Ordinária	66
5.5 Avaliação dos Recursos/Reservas da Mina de Capanema	67
5.5.1 Obtenção dos Resultados	67
5.5.2 Parâmetros para o Cálculo dos Recursos/Reservas	71
5.6 Controle de Teores	72
6. Conclusões	73
7. Referências Bibliográficas	74

## Índice de Quadros

Quadro 1A: Coluna estratigráfica Pré-Cambriana do Quadrilátero Ferrífero	4
Quadro 1B : Quadro comparativo entre as diversas colunas estratigráficas do Quadrilátero Ferrífero	7
Quadro 2 : Quadro mostrando a estratigrafia local da Mina de Capanema	9

## Índice de Tabelas

Tabela 1 : Densidade aparente dos tipos de minério e do estéril hematita Intemperizada	11
Tabela 2 : Teores médios dos tipos "litoquímicos", obtidos a partir de amostras de testemunhos em furos de sonda a diamante, da Mina de Capanema	13
Tabela 3 : Especificações de teores de corte máximos e mínimos para o minério de Capanema e para o ROM de Capanema	13
Tabela 4A: Estatística descritiva dos furos de sonda antes de realizada a composição de amostras	17
Tabela 4B : Estatística descritiva dos furos de sonda depois de realizada a composição de amostras	18
Tabela 5A: Parâmetros estatísticos, média e variância, medidos para as duas seqüências de números propostas por Royle (1978)	25
Tabela 5B : Variância espacial para as duas seqüências de números em estudo	26
Tabela 6 : Parâmetros para o cálculo do variograma experimental para os furos de <i>rockdrill</i>	33
Tabela 7 : Parâmetros para o cálculo do variograma experimental para os furos de sonda	34
Tabela 8 : Parâmetros do modelo tridimensional de blocos elaborado para os furos de <i>rockdrill</i>	38
Tabela 9 : Parâmetros do modelo tridimensional de blocos elaborado para os furos de sonda	38

Tabela 10 : Parâmetros estatísticos dos furos de <i>rockdrill</i>	50
Tabela 11 : Parâmetros estatísticos dos furos de sonda	50
Tabela 12 : Matriz de correlação das variáveis dos furos de <i>rockdrill</i>	55
Tabela 13 : Matriz de correlação das variáveis dos furos de sonda	55
Tabela 14 : Erro quadrático médio para as variáveis de interesse no furos de <i>rockdrill</i> e de sonda	59
Tabela 15 : Teores de Corte máximos utilizados no cálculo dos recursos da Mina de Capanema	71
Tabela 16 : Cálculo dos recursos medido/indicado para a base de dados de furos de <i>rockdrill</i> cujos blocos foram estimados pelos métodos do Inverso da Potência da Distância e Krigagem Ordinária	71
Tabela 17 : Cálculo dos recursos medido/indicado para a base de dados de furos de sonda cujos blocos foram estimados pelos métodos do Inverso da Potência da Distância e Krigagem Ordinária	72

## Índice de Figuras

Figura 1 : Mapa do Quadrilátero Ferrífero mostrando as megaestruturas	8
Figura 2 : Mapa da situação da Mina de Capanema	9
Figura 3 : Mapa de localização e vias de acesso à Mina de Capanema	10
Figura 4 : Esquema mostrando a composição de amostras em um furo de sondagem vertical	18
Figura 5 : Curva de freqüência acunulada em escala de probabilidade aritmética destacando a mediana da distribuição	20
Figura 6 : Histograma da variável Ferro para os furos de <i>rockdrill</i> onde em destaque está a classe de moda da distribuição e em azul seu ponto médio, representando o valor desta	21
Figura 7 : (A) Histograma com assimetria positiva; (B) Histograma com assimetria negativa	22
Figura 8 : Desenho mostrando os parâmetros direção do variograma, passos, tolerância angular, largura máxima e tolerância do passo	31
Figura 9 : Modo de construção do variograma experimental	35
Figura 10 : Mapa base dos furos de sonda	36
Figura 11 : Mapa base para os furos de <i>rockdrill</i>	36
Figura 12 : Modelos teóricos dos variogramas disponíveis no <i>software</i> Isatis	37
Figura 13 : Comportamento da potência na estimativa de pontos separados por várias distâncias	41
Figura 14A: Modelo tridimensional dos corpos de minério da Mina de Capanema, vista de NE para SW, onde pode-se observar os corpos dobrados	51
Figura 14B : Visada invertida do mesmo modelo tridimensional da Figura 14A	52
Figura 15 : Histogramas para as variáveis Fe (A), Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (B), SiO <sub>2</sub> (C), P (D) e PPC (E) dos furos de <i>rockdrill</i> e das variáveis Fe (F), Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (G), SiO <sub>2</sub> (H), P (I) e PPC (J) nos furos de sonda	56
Figura 16A: Curva de freqüência acumulada em escala logarítmica da variável Fe dos furos de <i>rockdrill</i>	57
Figura 16B : Curva de freqüência acumulada em escala logarítmica da variável Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> dos furos de <i>rockdrill</i>	57

Figura 17 : Variogramas experimentais da variável ferro (Fe) e seus respectivos modelos teóricos ajustados (A) furos de sonda; (B) furos de <i>rockdrill</i>	60
Figura 18 : Variogramas experimentais da variável sílica (SiO <sub>2</sub> ) e seus respectivos modelos teóricos ajustados (A) furos de sonda; (B) furos de <i>rockdrill</i>	61
Figura 19 : Variogramas experimentais da variável alumina (Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ) e seus respectivos modelos teóricos ajustados (A) furos de sonda; (B) furos de <i>rockdrill</i>	62
Figura 20 : Variogramas experimentais da variável fósforo (P) e seus respectivos modelos teóricos ajustados (A) furos de sonda; (B) furos de <i>rockdrill</i>	63
Figura 21 : Variogramas experimentais da variável perda por carbonização (PPC) e seus respectivos modelos teóricos ajustados (A) furos de sonda; (B) furos de <i>rockdrill</i>	64
Figura 22 : Validação cruzada dos modelos teóricos ajustados aos variogramas experimentais representada pelos diagramas de dispersão entre a variável e sua estimativa	68
Figura 23 : Grid tridimensional elaborado para os furos de <i>rockdrill</i>	69
Figura 24 : Grid tridimensional elaborado para os furos de sondagem	70

## 1 Introdução

Métodos de avaliação de recursos/reservas minerais vem sendo desenvolvidos desde os primórdios da mineração. Nos dias atuais estes métodos encontram-se divididos em basicamente dois grupos, a saber:

- Métodos Convencionais; e
- Métodos Computacionais.

Os métodos convencionais tiveram seu apogeu no período pré-computacional. Estes métodos baseiam-se em princípios de interpretação dos atributos de uma variável entre dois pontos adjacentes de amostragem. No grupo dos métodos computacionais, assim denominados por dependerem de computadores para sua realização, encontram-se: o Inverso da Potência da Distância (IPD) e a Krigagem Ordinária. O primeiro método pondera amostras vizinhas à razão do inverso de suas distâncias, enquanto a krigagem ordinária faz a ponderação usando uma informação estatística subjacente, fornecida pelo variograma.

O trabalho de avaliação de recursos/reservas minerais tem início com a análise, organização e preparação dos dados levantados na pesquisa mineral.

Como a avaliação de recursos/reservas minerais tem como objetivos a melhor interpolação/estimativa possível, dos atributos de uma variável de interesse, a relevância desta depende da distribuição espacial, qualidade e quantidade das amostras.

A seqüência lógica para o cálculo de recursos/reservas minerais, segundo Popoff (1966), tem as seguintes etapas: avaliação geológica, avaliação do método de pesquisa e amostragem, avaliação dos dados de pesquisa, delimitação do corpo mineral, e seleção de um método apropriado às características do depósito.

O estudo comparativo entre os métodos computacionais para a avaliação de reservas minerais foi realizado sobre bases de dados da Mina de Capanema. Este depósito foi amostrado através de furos de sonda e furos de perfuratriz. Os primeiros distribuem-se em uma malha retangular, aproximadamente regular, com distâncias de  $\pm 200$  m na direção NW por  $\pm 100$  m na direção NE e com amostras coletadas a profundidades variáveis, totalizando 70 furos. Os furos de perfuratriz configuram uma

malha quadrada, regular, com distâncias, na mesma direção dos furos de sonda, de 28,3 por 28,3 m e profundidade constante de 13 m, totalizando 6988 furos.

### 1.1 Objetivos

Os objetivos deste trabalho são o entendimento e aplicação de técnicas computacionais de avaliação de recursos/reservas minerais bem como o estudo comparativo entre os Métodos: Inverso da Potência da Distância e a Krigagem Ordinária.

Para atingir os objetivos propostos, o trabalho foi executado conforme as seguintes etapas:

- Revisão bibliográfica da Geologia do Quadrilátero Ferrífero;
- Levantamento bibliográfico sobre a geologia da Mina de Capanema;
- Revisão bibliográfica de conceitos teóricos de estatística, geoestatística e avaliação de recursos/reservas minerais por métodos computacionais;
- Inventário dos dados da pesquisa mineral;
- Consolidação das bases de dados;
- Análise estatística uni e bivariada;
- Análise geoestatística;
- Avaliação dos recursos/reservas minerais da Mina de Capanema pelos dois métodos citados;
- Análise e comparação dos resultados obtidos.

## 2. Geologia

### 2.1 Geologia do Quadrilátero Ferrífero

Segundo Fonseca (1990), a região do Quadrilátero Ferrífero é conhecida desde a primeira metade do século XVIII em decorrência de inúmeras ocorrências de ouro. Os primeiros estudos sistemáticos remontam à primeira metade do século XIX.

O Quadrilátero Ferrífero está situado na porção meridional do Cráton do São Francisco, que compreende um núcleo cratônico estabilizado no Proterozóico Inferior.

Este núcleo, segundo Almeida (1981), representa uma porção remanescente de um extenso bloco crustal, de idade Arqueana, denominado Cráton do Paramirim. Além das remobilizações do Proterozóico Inferior, as zonas periféricas foram regeneradas no Ciclo Brasileiro originando as faixas de dobramentos que limitam e definem o contorno atual deste Cráton.

A litoestratigrafia do Quadrilátero Ferrífero apresenta terrenos gnaíssico-migmatíticos englobados no complexo do embasamento cristalino; seqüências vulcano-sedimentares do tipo *greenstone belt* de idade Arqueana; coberturas plataformais cuja idade é atribuída ao Proterozóico Inferior e coberturas sedimentares Fanerozóicas representadas por pequenas bacias (interiores) terciárias, estas de ocorrência bastante restrita. Os Quadros 2A e B mostram diversas colunas estratigráficas para o Quadrilátero Ferrífero.

### 2.1.1 Complexo do Embasamento

Estes terrenos estão representados, no Quadrilátero Ferrífero, pelo Complexo Bonfim a oeste, Complexo Congonhas a sudoeste, Complexo Bela Vista ao sul, Complexo Santa Rita a sudeste e Complexo Caeté a norte, além de outros sem denominação consagrada a leste e noroeste. Na região central o Complexo Bação, segundo Guimarães *et al.* (1966a), possui forma dômica. Estes complexos são constituídos principalmente por gnáisses migmatíticos de composição tonalítica-throndjelmítica-granodiorítica e migmatitos. Segundo Roeser *et al.* (1980), também ocorrem corpos lenticulares de metaultrabásicas (talco-xistos, esteatitos e serpentinitos).

Gomes (1985 *apud* Fonseca, 1990) descreve para o Complexo Bação, além das litologias já citadas, a ocorrência de corpos subordinados de anfibolitos, além de granitóides e pegmatitos.

### 2.1.2 Seqüências Vulcano-sedimentares Tipo *Greenstone Belt*

Representadas pelo Supergrupo Rio das Velhas, estas seqüências são divididas por Dorr *et al.* (1957) em dois grupos que, da base para o topo são: Grupos Nova Lima e Maquiné.



Ladeira (1980) subdividiu o Grupo Nova Lima, em três unidades que, da base para o topo são:

- unidade metavulcânica: composta por metaultramafitos, metabasaltos, filitos grafitosos e metacherts;
- unidade metassedimenter química: composta por formações ferríferas tipo Algoma, xistos, filitos e carbonatos; e
- unidade metassedimenter clástica: constituída por meta conglomerados, quartzitos e quartzo-xistos.

O Grupo Maquiné (O'Rourke, 1957 *apud* Fonseca, 1990) constituído predominantemente por quartzitos sericíticos, quartzo-xistos e filitos, tem sua ocorrência restrita à área do sinclinal Vargem do Lima.

Quadro 1 A: Coluna estratigráfica Pré-Cambriana do Quadrilátero Ferrífero (DNPM, 1986).

Supergupo	Grupo	Formação	Litologia Principal
	Itacolomi		quartzito, conglomerado
	Sabará		clorita-xisto, grauvacas
Minas	Piracicaba	Barreira	filito grafitoso
		Taboões	quartzito
		F. Funil	filito dolomítico
		Cercadinho	quartzito ferruginoso, filito
	Itabira	Gandarela	dolomito
		Cauê	itabirito
Caraça	Batatal	filito	
	Moeda	quartzito, conglomerado	
Espinhaço		–	filito, formação ferrífera
		Cambotas	quartzito
Rio das Velhas	Maquiné	C. Forte	quartzito, conglomerado
		D. Palmital	filito, quartzito
	Nova Lima	Un. Clástica	grauvacas, quartzo-xisto
		Lapa Seca	formação ferrífera, carbonatos
		Un. Vulcânica	xistos-verdes, metaultramáfica
Embasamento Granito-Gnáissico			

### 2.1.3 Coberturas Sedimentares Plataformais

As coberturas sedimentares plataformais são representadas pelo Supergrupo Minas e pelo Grupo Itacolomi.

O Supergrupo Minas foi dividido, por Dorr (1969) em quatro Grupos, a saber:

- Grupo Tamanduá: composto por quartzitos variegados sobrepostos, por discordância angular, ao Supergrupo Rio das Velhas (Simmons & Maxwell, 1961). Ainda segundo esses autores, este Grupo é constituído por duas formações, uma, de base, denominada Formação Cambotas constituída por quartzitos, xistos e filitos e uma no topo, sem denominação consagrada, constituída por filitos, quartzitos, xistos e formação ferrífera.
- Grupo Caraça: subdividido nas formações Moeda e Batatal, é formado por rochas detríticas que variam de muito grossas a pelíticas (Fonseca, 1990);
- Grupo Itabira: conforme Barbosa (1968 e 1979), este grupo resulta da peneplanização da área fonte, em condições de grande estabilidade tectônica. Dividido em duas formações: Cauê na base e Gandarela no topo. Neste grupo ocorre uma regressão tipicamente plataformal. A Formação Cauê constituiu-se de itabiritos de composição variada que correspondem à formação ferrífera do tipo Lago Superior. A Formação Gandarela é composta predominantemente por mármore.
- Grupo Piracicaba: este grupo é subdividido em quatro formações que, da base para o topo são: Formação Cercadinho, composta por quartzitos ferruginosos e filitos quase sempre em intercalações rítmicas; Formação Fecho do Funil, composta por filitos e dolomitos; Formação Taboões, constituída por quartzitos; e Formação Barreira, constituída por filitos grafitosos.

O Grupo Itacolomi é subdividido em três unidades: a basal formada por quartzitos e metaconglomerados; a média composta por filitos; e a superior constituída de quartzitos.

### 2.1.4 Metamorfismo

A evolução metamórfica do Quadrilátero Ferrífero possui caráter policíclico e complexa. Cordani *et al.* (1980), através do cálculo de idades modais, admitem que

estas indiquem a ocorrência de três eventos metamórficos principais. O primeiro evento relaciona-se ao embasamento. Guimarães *et al.* (1966a) apontam uma complexa história evolutiva e admitem para o Complexo Bação cinco fases de remobilização. Um segundo evento, que afeta as seqüências supracrustais, corresponde ao diastrofismo Minas e caracterizou-se como um metamorfismo progressivo que atingiu o fácies anfíbolito inferior e possivelmente sua ação térmica tenha perdurado mesmo tendo cessada a deformação principal (Alkmim *et al.*, 1988). O terceiro evento é admitido por Ladeira *et al.* (1983), como sendo um condicionamento termal Brasileiro, porém Alkmim *et al.* (1988) admitem condições metamórficas de baixo grau.

### 2.1.5 Geologia Estrutural

Embora a literatura especializada seja controversa, duas feições marcantes sobressaem-se quando se observa o mapa geológico do Quadrilátero Ferrífero. A primeira feição ressaltada são as orientações mostradas pelas seqüências estratificadas expostas em sinformais e antiformais e a segunda é decorrência da superposição de dobramentos e falhamentos orientando megaestruturas praticamente em todas as direções. A Figura 1 ajuda a visualizar estas feições.

Dentre as grandes estruturas encontradas no Quadrilátero Ferrífero, destaca-se o *uplift* Rio das Velhas (Gair, 1962). Dorr (1969) resalta sua importância pois destaca a conexão existente entre essa e todas as demais estruturas encontradas na região, exceto aquelas do distrito de Itabira.

Como pode ser visto na Figura 1, a complexa estruturação do Quadrilátero Ferrífero é refletido pelo caráter polifásico da deformação a que as rochas supracrustais foram submetidas.

## 3 Mina de Capanema

### 3.1 Localização e Vias de Acesso

Situada na porção central do Estado de Minas Gerais, na Região do Quadrilátero Ferrífero, a Mina de Capanema localiza-se na parte sudoeste da Serra de Ouro Fino, designação local daquele trecho da Serra do Espinhaço ou Serra Geral (Figura 2).

Quadro 1 B: Quadro comparativo entre as diversas colunas litoestratigráficas do Quadrilátero Ferrífero (Modificado de Almeida & Hasui, 1984)

Derby, 1906	Harder & Chamberlin, 1915	Guimarães, 1931	Lacourt, 1936	Barbosa, 1954	Guild, 1960 (Congonhas)
	Quartzito Itacolomi	S Quartzito conglomerado e filito (inclui a maior parte do Quartzito Caraça)	S Quartzito M Filito Quartzito e Conglomerado	S Quartzito, conglomerado, filito e lentes de itabirito	S Quartzito micáceo, conglomerado, quartzito ferruginoso, formação ferrífera e filito- "Fácies Santo Antônio" da Série Itacolomi
		Discordância	Discordância	Discordância	Discordância
	Xisto e quartzito Piracicaba	Filito com quartzito, dolomito e lentes de itabirito	S Discordância (anfíbrito) e basalto(talco-xisto) ... Filito Ferruginoso, "calcário" e "arenito"	Formação Piracicaba: filito e quartzito, dolomito e itabirito	S Filito com quartzito, formação ferrífera fina, dolomito e tufo(?)
Série Minas: Xisto, quartzito, dolomito e formação ferrífera			S Itabirito e dolomito	S Formação Itabira: dolomito, dolomito ferruginoso e itabirito	S Dolomito, dolomito ferruginoso e itabirito
	Formação ferrífera Itabira, Xisto Batata	M Dolomito, filito, itabirito e camadas manganíferas	M Filito	M Xisto	M Xistos verdes, formação ferrífera fina, tufo(?) Fácies geossinclinal profundo, com intrusão de rochas ultrabásicas e granodioríticas
			Quartzito	Formação Caraça: quartzito e conglomerado subordinado	M Mica-xisto, filito e quartzito
	Quartzito Caraça	Quartzito micáceo e xisto			
Discordância..	Discordância	Discordância		Discordância	Disc.
Gnaisse, granito e mica-xisto	Gnaisse e mica-xisto	Gnaisse e mica-xisto	I Filito ferruginoso, biotita-xisto e talco-xisto f Discordância	Série Barbacena: xistos verdes, esteatitos, granitizados em parte Discordância	
			Intrusões granodioríticas: gnaisse, migmatito e mica-xisto	Série Mantiqueira Gnaisse e granito	Disc. Gnaisse e granito

A Mina de Capanema está localizada no limite do Município de Santa Bárbara com o Município de Itabirito, do qual é mais próxima. O acesso à mina é feito, a partir de Belo Horizonte, primeiro pela rodovia BR-356 (Ouro Preto - Belo Horizonte) e em seguida através de rodovia pavimentada que liga a referida BR à sede da empresa Minas da Serra Geral S/A, proprietária dos direitos minerários (Figura 3).

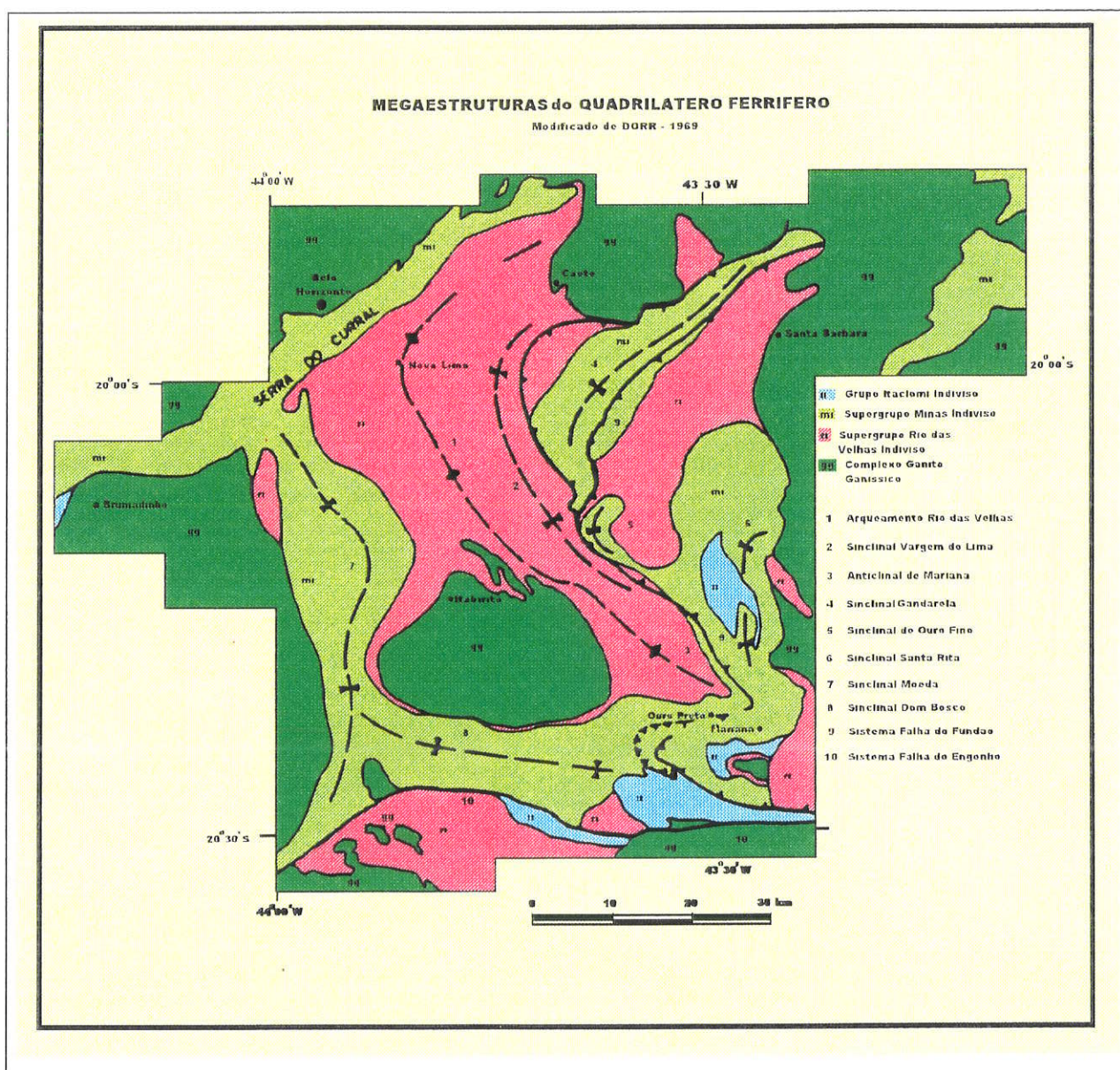


Figura 1 - Mapa do Quadrilátero Ferrífero mostrando as megaestruturas encontradas.

### 3.2 Geologia

A mina de Capanema está contida na estrutura conhecida como Sinclinal de Ouro Fino.

Segundo Massahud & Viveiros (1983), a coluna estratigráfica local é a apresentada no Quadro 2. O minério encontra-se inserido na Formação Cauê, mais precisamente no núcleo do sinclinal de Ouro Fino, que tem por litologia típica o itabirito.

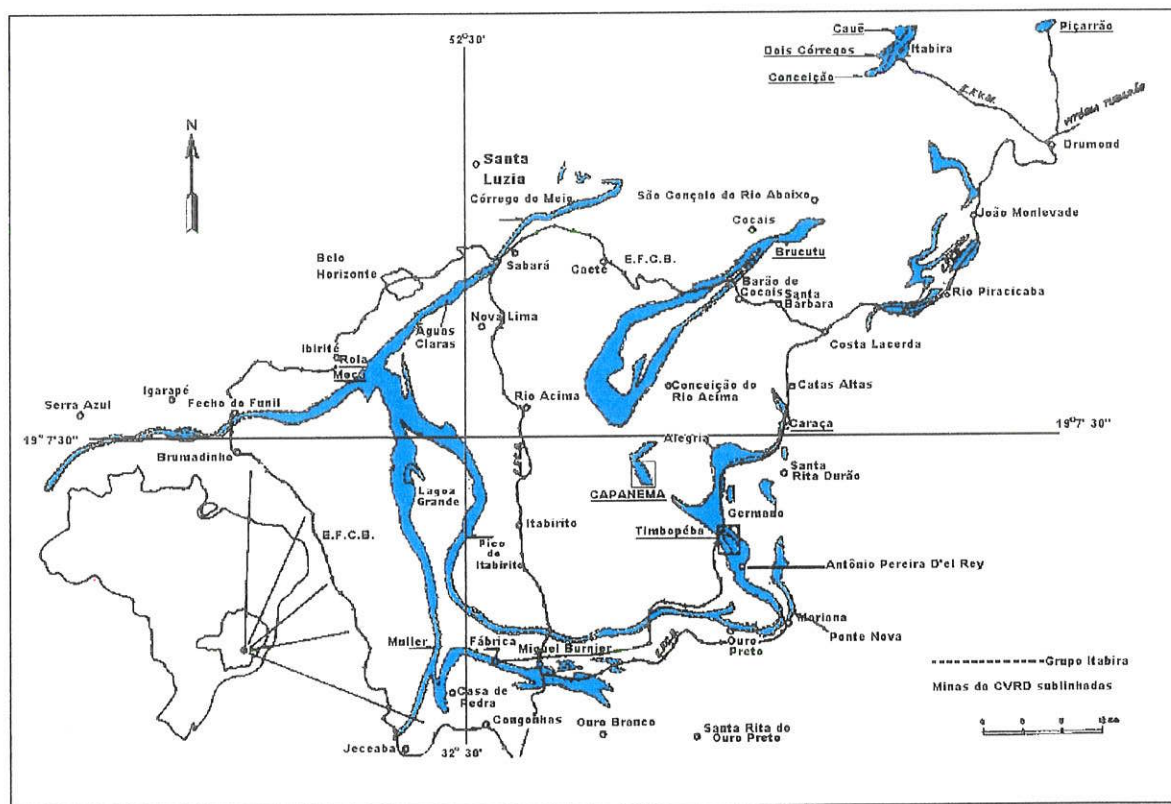
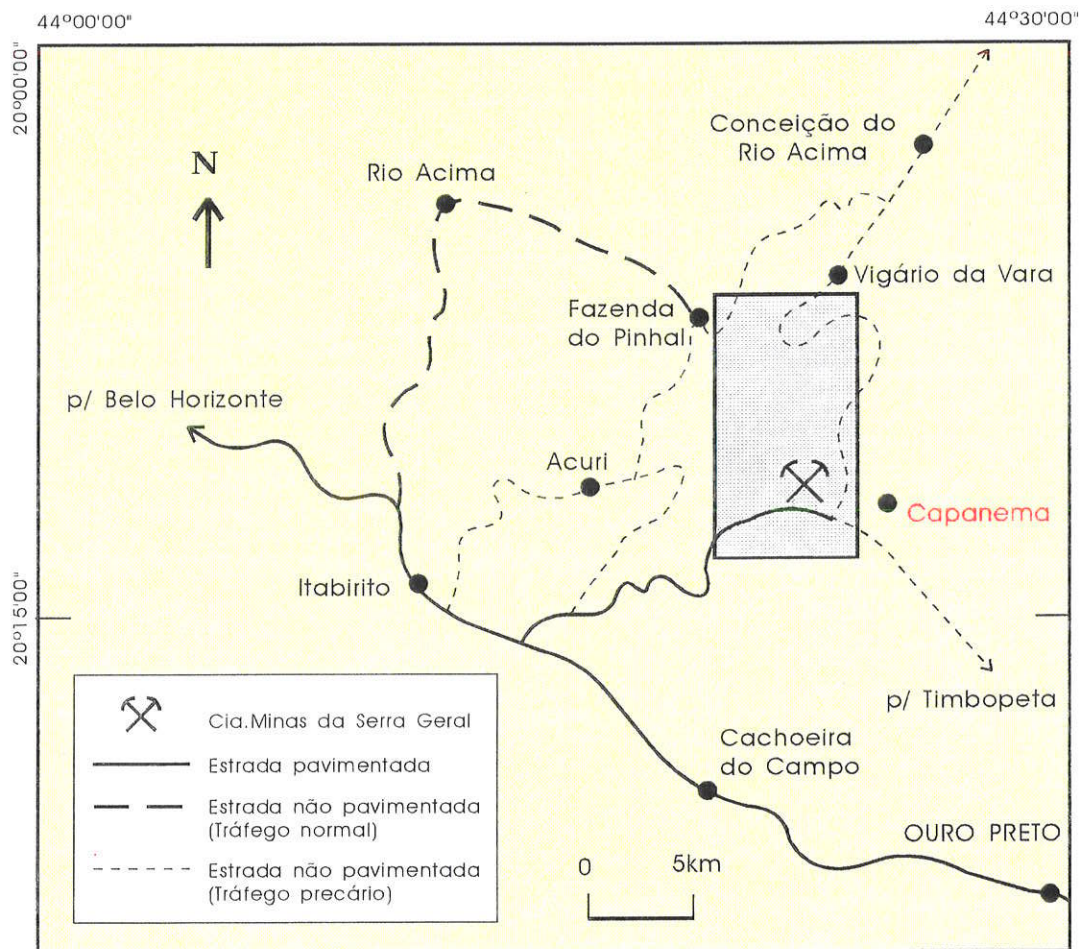


Figura 2 – Mapa de situação da mina de Capanema.

Quadro 2: Quadro mostrando a estratigrafia local da Mina de Capanema, segundo Massahud & Viveiros (1983)

Supergrupo	Grupo	Formação	Litologias Principais
Minas	Itabira	Cauê	itabiritos, itabiritos anfibolíticos e formação ferrífera anfibolítica
		Batatal	filitos sericíticos
	Caraça	Moeda	quartzitos puros e quartzitos cianíticos
Rio das Velhas	Maquiné	Indivisa	clorita-xistos com intercalações de quartzitos



Des.: Thelma Samara / 97.

Figura 3 - Mapa de localização e vias de acesso à mina de Capanema.

A Formação Cauê apresenta, da base para o topo, a seguinte seqüência: itabirito silicoso basal, itabirito carbonático (dolomítico), itabirito silicoso e itabirito anfibolítico (Massahud, 1996).

Intrudidas nesta formação encontram-se diques e *sills* de rocha metabásica com espessuras variadas, em avançado estado de alteração formando um material argiloso, de coloração branca, amarelada e às vezes avermelhada.

A hipótese, aceita como a mais correta, para a origem do minério de Capanema é o enriquecimento em ferro do itabirito dolomítico por lixiviação do carbonato através de soluções meteóricas descendentes até o nível do lençol freático (Massahud, 1996).

O manto de alteração encontrado na área é bastante espesso, alcançando em alguns pontos mais de 300 metros, a partir da superfície. As rochas encontradas, mesmo em níveis mais baixos da cava da mina, estão saprolitizadas o que facilita a remoção do material.

Segundo Fonseca (1990), a paragênese mineral reflete um metamorfismo de baixo grau. Ainda segundo esse autor, um modelo evolutivo com três fases de deformação pode ser proposto para o sinclinal de Ouro Fino:

- **primeira fase (D<sub>1</sub>):** caracterizada como uma compressão com vetores tectônicos orientados com o rumo geral para oeste que é responsável pela geração do sinclinal de Ouro Fino e das principais estruturas de caráter dúctil-rúptil, representadas pela falha do Fundão e falhas menores subsidiárias;
- **segunda fase (D<sub>2</sub>):** responsável pela geração de um conjunto de estruturas orientadas na direção leste-oeste, estas estruturas são dobramentos de caráter descontínuo e tem maior expressão no redobrimento do sinclinal conferindo-lhe a forma atual em crescente;
- **terceira fase (D<sub>3</sub>):** esta última fase, de natureza compressiva, se manifesta através de vetores tectônicos orientados na direção leste-oeste resultando em flexuras normais e *kink bands*.

### 3.3 Considerações sobre o Minério de Ferro de Capanema

O minério de ferro explotado da mina de Capanema é classificado em três tipos, de acordo com critérios químicos e granulométricos. Esta classificação foi elaborada no trabalho da *Mitsubishi Mining & Cement Co.*, empresa responsável pelos trabalhos de pesquisa e avaliação das reservas da mina.

A classificação e descrição do minério é feita, segundo Massahud (1996), a partir de parâmetros como teor das quatro variáveis principais (Fe, SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e P) e características visuais como cor da rocha, textura e compactação. Esta classificação apresenta-se sucintamente descrita, como segue:

- hematita "a" (Ha): apresenta-se laminada, bandada, friável a pulverulenta, apresenta dureza baixa e raros leitos silicosos;
- hematita "b" (Hb): é laminada e bandada como no tipo anterior e apresenta freqüentes leitos silicosos, sua diferenciação da Ha no campo é feita justamente pela presença de leitos freqüentes de sílica livre;
- itabirito mole (SI): são leitos alternados de sílica e hematita não consolidados, é interpretada por Massahud (1996) como sendo resultado de um ligeiro enriquecimento por lixiviação de sílica.



Na mina existem cinco tipos, caracterizados da mesma maneira que os tipos de minério, de material estéril. Suas descrições são as que se seguem:

- hematita intemperizada (WH): é um tipo de estéril relativamente duro, é bandado e laminado, apresenta porções limonitizadas e por vezes argilosa;
- itabirito muito mole (SIP): semelhantemente ao SI este tipo apresenta leitões alternadas de sílica e hematita não consolidados, é interpretado como resultante de um ligeiro enriquecimento por lixiviação de sílica;
- itabirito mole anfibolítico (SIA): também são leitões alternados de sílica e hematita, porém observa-se a presença de ripas, bastante alteradas, interpretadas como anfibólio, sua coloração é ocre, é um material inconsolidado;
- intrusivas (IN): rochas magmáticas extremamente alteradas, formando diques e soleiras;
- filito (FIL): rocha metamórfica de origem sedimentar sotoposta à formação ferrífera.

O minério apresenta densidades aparentes médias relativamente baixas, se comparado a outros minérios de ferro, conforme pode ser observado na Tabela 1.

Tabela 1: Densidade aparente dos tipos de minério e do estéril hematita intemperizada.

Tipo de minério e estéril	Densidade aparente em g/m <sup>3</sup>
Ha	2,89
Hb	2,57
SI	2,29
WH	2,76

As Tabelas 2 e 3 mostram, respectivamente, os teores médios e os teores de corte máximo e mínimo para o minério e para o ROM (*Run of Mine*) de Capanema.

### 3.4 Processo de Lavra

A lavra é realizada a céu aberto, existindo apenas uma cava com dimensões aproximadas de 2000 metros em seu eixo maior e 400 metros em seu eixo menor e algo em torno de 200 metros de profundidade. A lavra é conduzida pelo método clássico de bancadas, com bancadas de 13 metros de altura e bermas finais em torno de 8 metros. O desmonte é feito mecanicamente, através de escavadeiras P&H 1900

de  $10j^3$ , e por vezes através de explosivos em regiões com minério mais duras. A inclinação global da cava situa-se em torno de  $40^\circ$ .

Tabela 2: Teores médios dos tipos "litoquímicos", obtidos a partir de amostras de testemunhos em furos de sonda a diamante, da mina de Capanema

Tipo "litoquímico"	Fe (%)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	SiO <sub>2</sub> (%)	P (%)	PPC (%)
WH	61,61	2,85	1,20	0,091	7,39
SIP	54,01	0,59	20,3	0,025	1,68
SIA	62,68	0,9	3,03	0,082	6,02
IN	*	*	*	*	*
FIL	*	*	*	*	*
SI	57,49	0,38	15,12	0,042	1,97
HA	64,40	1,45	2,25	0,060	3,88
HB	61,57	0,87	7,47	0,072	3,12

Tabela 3: Especificações de teores de corte máximos e mínimos para o minério de Capanema e para o ROM de Capanema.

	Faixa granulométrica	Fe (%)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	SiO <sub>2</sub> (%)	P (%)	PPC (%)
Min.	<0,15 mm	62,50	*	*	*	*
	>0,15 mm e <6,3	60,20	*	*	*	*
	>6,3	56,00	*	*	*	*
Máx.	<0,15 mm	*	2,90	3,30	0,10	*
	>0,15 mm e <6,3	*	1,50	8,40	0,09	*
	>6,3	*	1,20	16,0	0,055	*
ROM	Min.	59,80	1,10	7,80	0,065	3,00
	Máx.	60,50	1,90	9,70	0,085	3,80

O rejeito é disposto em uma pilha localizada a sudeste da cava e é transportado por caminhões "fora de estrada" de alta tonelagem.

Após o desmonte, o minério é levado por caminhões Haupak de 120 toneladas ou Carterpillar de 150 toneladas até o britador primário. Daí é transportado por correia até o britador secundário, de onde segue, por transportador de correia, até a pilha de homogeneização de minério. O minério é despachado para Timbopeba em transportador de correia, por quase 11 km.

### 3.5 Controle de Minério

O controle de minério é feito através da análise química do pó de furos de perfuratriz realizados na superfície da bancada, bem como através de amostras coletadas na própria frente de lavra. Os furos de perfuratriz são realizados conforme uma malha regular de 28,28 x 28,28 x 13,00 m.

Os resultados das análises químicas dos furos de perfuratriz são lançados em planta, classificados em 7 tipos distintos: Ha, Hb, SI, SIA, SIP, WH e IN. O controle de lavra tem por objetivo a delimitação do contorno entre o estéril e o minério, bem como a otimização do avanço da frente de lavra.

### 3.6 Controle de Teores de Amostragem

A retirada de amostras do minério é feita com o intuito de se controlar o teor do minério que está sendo enviado à pilha de homogeneização e, ainda, determinar o avanço da frente de lavra de modo que a pilha de minério homogeneizada mantenha sempre as características especificadas para o R.O.M. (Run of Mine).

Anteriormente esta amostragem era realizada após a britagem secundária, em uma torre de amostragem, que fazia um corte a cada 600t na alimentação do homogeneizador e retirava cerca de 400kg de minério que seguiam para preparação e análise.

Atualmente a amostragem é realizada na saída do próprio britador secundário, onde periodicamente coleta-se uma fração do material britado e envia-se para análise química por fluorescência de raios X, cujos resultados permitem determinar a composição média da pilha de minério homogeneizado.

## 4. Metodologia

### 4.1 Base de Dados

A base de dados utilizada para a elaboração deste documento foi obtida junto à Empresa Minas de Serra Geral S/A, detentora dos direitos minerários da Mina Capanema.

Os dados de teores foram obtidos já em via magnética como tabelas em formato *ASCII* e Lotus 1,2,3. Estes dados estavam separados em dois grupos distintos a saber:

- Furos de sonda rotativa diamantada
- Furos de perfuratriz tipo *rockdrill*

As informações geológicas encontravam-se em mapas, perfis e seções desenhadas e coloridas em papel, principalmente na escala de 1:2000. Outras fontes de consulta específica, como características detalhadas de produção, tipos de minérios e seu processamento foram os relatórios internos da mineradora.

#### 4.1.1 Consolidação da Base de Dados

Este passo é o primeiro e mais importante da avaliação de recursos/reservas. Fundamentalmente consiste na coleta e organização de (Handley *et al.*, 1987):

- Informações topográficas;
- Informações geológicas;
- Informações de sondagem;
- Informações de poços e escavações rasas.

As informações de teores receberam um tratamento preliminar constituído de conferência e correção das coordenadas para todos os pontos de amostragem. Esta conferência foi realizada através de plotagem dos pontos e procura de coordenada que estivessem fora do conjunto de pontos contidos na cava da mina. Os pontos externos a este limite foram avaliados e corrigidos, nos casos onde isto foi possível, ou simplesmente considerados *outliers*, que podem ser definidos como valores extremos, os quais foram eliminados da base de dados. Feita esta conferência e respectivos

ajustes, os dados foram organizados nas formas requeridas pelos *softwares* utilizados e então introduzidos nestes sistemas. A estatística clássica foi elaborada no *software* ISATIS e contou com os seguintes passos:

- Estatística univariada para todos os dados;
- Estatística univariada para os dados discriminados por bancadas;
- Estatística univariada para os dados separados em tipos de minérios;
- Estatística univariada dos dados separados por bancadas e tipos de minérios.

Realizada a estatística univariada foi elaborada uma nova conferência dos dados observando-se apenas os teores máximo e mínimo de cada variável. Mais uma vez procurou-se localizar *outliers* e investigou-se o motivo deste valor estar discrepante. Nos casos onde houve erro de digitação sem possibilidade de recuperação do dado original, os teores foram simplesmente descartados.

#### 4.1.2 Regularização das Amostras

A regularização, ou composição, foi necessária principalmente no caso dos furos de sonda, visto que as amostras variam em tamanho ao longo dos furos. A composição foi calculada como sendo a média ponderada dos teores de cada amostra pelas suas respectivas espessuras, que pode ser matematicamente expressa por:

$$t_f = \frac{\sum_{i=1}^n t_{a_i} e_{a_i}}{\sum_{i=1}^n e_{a_i}} \quad (1)$$

onde:  $t_f$  é o teor composto ao longo do furo;

$t_{a_i}$  é o teor da  $i$ -ésima amostra;

$e_{a_i}$  é espessura da  $i$ -ésima amostra.

A composição por bancadas é feita regularizando-se as amostras para intervalos fixos que correspondem a altura de uma bancada em lavra a céu aberto, por exemplo,

13m como na Mina Capanema. A Figura 4 mostra esquematicamente a composição do furo de sondagem vertical.

Como pode ser observado na Tabela 4 A e B, a composição das amostras, por ser uma média ponderada, tende a minimizar a dispersão das observações em torno da média.

Justifica-se a regularização das amostras dos furos de "rockdrill", já coletadas em intervalos de 13m, como sendo um passo obrigatório para algumas funções existentes nos softwares utilizados.

## 4.2 Análise Estatística

Na análise estatística utilizou-se como ferramenta o *software* ISATIS da empresa Geovariances. Como bases de dados foram utilizados aqueles compostos por furos de *rockdrill* (perfuratriz) e os de sondagens.

O primeiro passo foi a análise das distribuições de frequência das variáveis estudadas, procurando verificar se eram normais (gaussiana) ou lognormais.

Uma vez conhecida a distribuição de frequências, o cálculo dos parâmetros estatísticos descritivos obedeceu à seguinte ordem: estatística univariada e estatística bivariada.

Tabela 4 A: Estatística descritiva dos furos de sonda antes de realizada a composição de amostras

Variável	Núm. de amostras	Mínimo	Máximo	Média	Desvio Padrão	Variância	Assimetria	Curtose
Fe	760	27,150	67,520	55,702	8,100	65,604	-0,782	2,978
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	760	0,030	21,220	2,069	1,901	3,614	3,664	26,680
SiO <sub>2</sub>	760	0,700	57,330	13,958	12,697	161,206	0,742	2,553
P	759	0,009	0,233	0,076	0,042	0,002	1,049	3,939
PPC	760	0,250	15,230	3,847	2,431	5,908	1,647	5,920

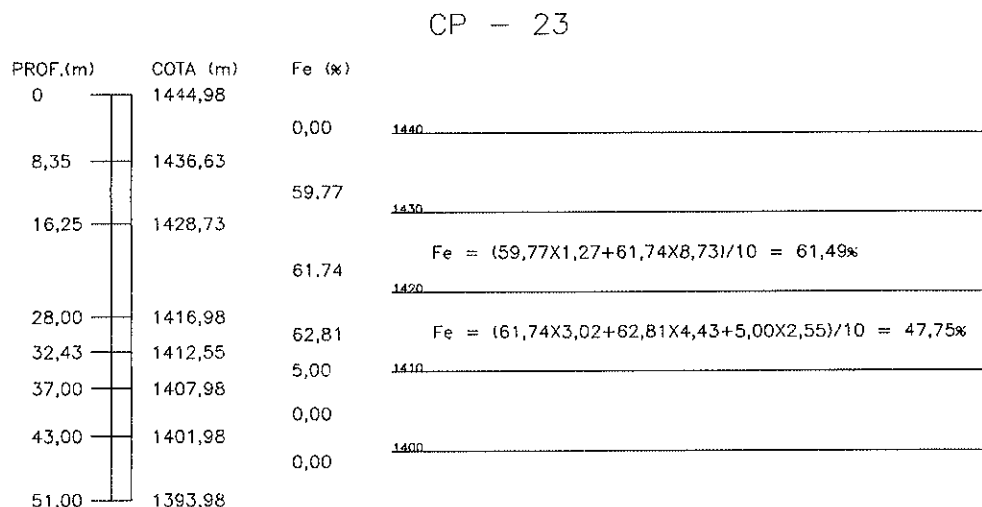


Figura 4: Esquema mostrando a composição de amostras em um furo de sondagem vertical

Tabela 4 B: Estatística descritiva dos furos de sonda depois de realizada a composição de amostras

Variável	Núm. de amostras	Mínimo	Máximo	Média	Desvio Padrão	Variância	Assimetria	Curtose
Fe	500	27,150	67,200	55,822	7,932	62,912	-0,880	3,177
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	500	0,075	21,220	2,100	1,927	3,711	4,017	31,378
SiO <sub>2</sub>	500	0,700	55,220	13,601	12,605	158,885	0,836	2,805
P	500	0,012	0,226	0,079	0,040	0,002	1,008	3,842
PPC	500	1,074	15,230	4,035	2,424	5,875	1,566	5,827

#### 4.2.1 Estatística Univariada

Os parâmetros calculados na estatística univariada foram as medidas de tendência central (média, mediana e moda), de dispersão em torno da média (variância, desvio padrão, coeficiente de variação), do grau de simetria (assimetria) e do grau de achatamento (curtose).

##### 4.2.1.1 Média ou Esperança Matemática

Esta medida de tendência central é calculada com:

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

com  $E[x]$  sendo a esperança matemática ou média da população;

$x_i$  como a  $i$ -ésima observação da variável  $x$ ;

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

Assumindo-se que a probabilidade de ocorrência de  $n$  variáveis aleatórias é igual, pode-se simplificar a expressão (2) e escrevê-la como:

$$E[x] = \bar{x} = \sum x_i \frac{1}{n} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i \quad (3)$$

onde:  $\bar{x}$  = média;

$n$  = número de observações de uma variável aleatória;

$x_i$  =  $i$ -ésima observação de uma variável aleatória.

Observa-se que esta é a forma mais freqüente de apresentação da equação da média.

#### 4.2.1.2 Mediana

É a observação correspondente a 50% de uma população. A Figura 5 mostra a mediana observada em um gráfico de freqüência acumulada.

#### 4.2.1.3 Moda

Moda corresponde ao valor médio da classe de valores de maior freqüência da distribuição. A Figura 6 é um histograma onde pode-se observar em destaque a moda da distribuição da variável ferro na Mina Capanema.



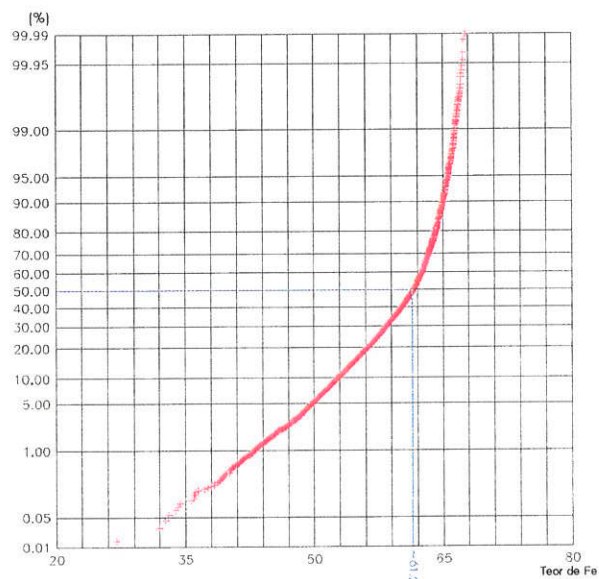


Figura 5: Curva de frequência acumulada em escala de probabilidade aritmética destacando a mediana da distribuição

#### 4.2.1.4 Variância e Desvio Padrão

Primeiro parâmetro de dispersão em torno da média. A variância mede quanto os valores de uma distribuição distam da sua média e é calculada como:

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

com  $Var[x]$  sendo a variância da população.

Assim como na média, para simplificar a expressão (4) assume-se que a probabilidade de ocorrência de uma observação em uma população de “n” observações é igualmente distribuída. Partindo-se desse pressuposto a equação da variância pode ser escrita como segue:

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

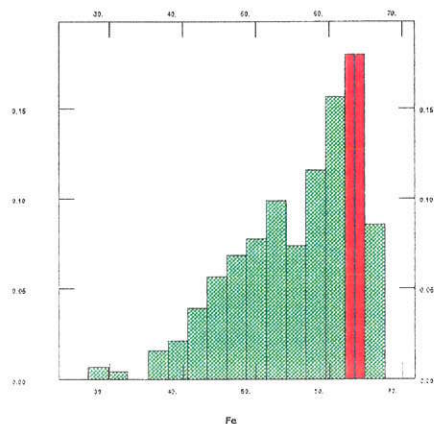


Figura 6: Histograma da variável Ferro para os furos de *rockdrill* onde em destaque está a classe de moda da distribuição e em azul seu ponto médio representando o valor desta.

O desvio padrão é igual a raiz quadrada da variância e, portanto, tem a mesma unidade da variável aleatória.

Matematicamente, o desvio padrão é obtido como:

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

#### 4.2.1.5 Coeficiente de Variação

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

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

Como pode ser observado na equação (7) este parâmetro é adimensional, por isso tem a vantagem de permitir a comparação da dispersão relativa de variáveis apresentadas em diferentes unidades.

#### 4.2.1.6 Assimetria

Calculada com base no terceiro momento centrado na média, a assimetria é representada por um coeficiente que mede o grau de simetria da distribuição de freqüências em torno da média.

Este coeficiente é obtido através da expressão:

$$CA = \frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^3}{S^3} \quad (8)$$

O  $CA$  pode ser positivo ou negativo. Será positivo, quando houver grandes concentrações de baixos valores e alguns poucos altos, que deslocam a média à direita; e negativa quando altos valores de teor predominarem e uns poucos baixos deslocarem a média para a esquerda.

Na natureza, a assimetria mais usual é a positiva porém para teores de ferro em Itabiritos, caso da Mina de Capanema, a assimetria é negativa, uma vez que teores elevados predominam.

A Figura 7 mostra histogramas com assimetria positiva (A) e negativa (B).

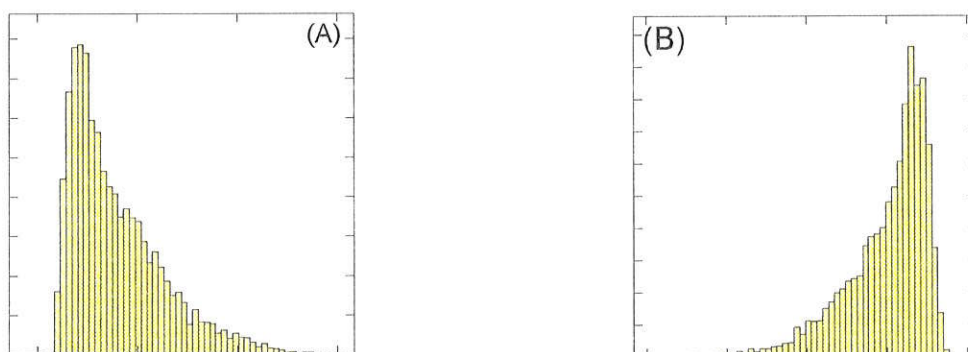


Figura 7: (A) é um histograma com assimetria positiva e (B) é um histograma com assimetria negativa

#### 4.2.1.7 Curtose

A medida do grau de achatamento da distribuição em relação à distribuição normal (Spiegel, 1976), denomina-se curtose, que é calculada a partir do quarto momento centrado na média.

A depender do grau de achatamento, definem-se três tipos de curtose, a saber:

- leptocúrticas: quando a curva de distribuição de freqüências é pouco achatada e a dispersão dos valores em torno da média é pequena;
- platicúrtica: a curva de distribuição de freqüências é muito achatada em relação à distribuição normal logo há uma grande dispersão dos valores em relação à média;
- mesocúrtica: é um grau de achatamento intermediário entre os dois anteriores.

Matematicamente o coeficiente de curtose é expresso por:

$$c_4 = \frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^4}{S^4} \quad (9)$$

#### 4.2.2 Estatística Bivariada

A análise estatística bivariada leva em conta duas variáveis de uma mesma população e procura estabelecer possíveis correlações entre elas. Para tal assume-se que uma variável  $x$  é independente e que  $y$ , uma variável dependente, é função de  $x$  e que o médio ou esperado de  $y$  para um dado valor de  $x$  seja constante (Miller & Kahn, 1962). Logo pode-se escrever:

$$y = f(x) \quad (10)$$

com

$$f(x) = a + bx \quad (11)$$

onde:  $a$  é constante e  $b$  define a inclinação da reta.

Os procedimentos definidos no cálculo da variância podem ser usados para o cálculo de uma medida de variabilidade entre um par de variáveis. Esta variabilidade

definida como covariância é a junção de duas variáveis sobre médias comuns (Davis, 1986).

A covariância centrada em relação à média, que é a mais usual, é calculada como:

$$Cov[x, y] = E[xy] - E[x]E[y] \quad (12)$$

Um dos parâmetros importantes obtido na estatística bivariada é o coeficiente de correlação, que é utilizado para estimar o grau de inter-relação entre duas variáveis aleatórias.

O coeficiente de correlação linear de Pearson é calculado, a partir da covariância centrada, como segue:

$$CC = \frac{Cov(x, y)}{\sqrt{Var[x]Var[y]}} \quad (13)$$

Segundo Davis (1986), como a covariância não pode exceder o produto dos desvios padrão, o coeficiente de correlação varia entre  $\pm 1$ . Observa-se ainda que mais próximo de  $\pm 1$  for o coeficiente, maior será a correlação entre as variáveis, portanto quando este se aproximar de zero menor será a correlação.

#### 4.3 Análise Geoestatística

Fundamental no bom entendimento da distribuição e comportamento espaciais de uma ou mais variáveis e, conseqüentemente, para a realização de estimativas não enviesadas, esta análise introduz conceitos e terminologia peculiares à geomatemática.

O principal resultado da análise geoestatística é o variograma experimental, ao qual ajusta-se um modelo matemático predefinido, que nada mais é do que uma função linear (função variograma). A partir do variograma obtém-se parâmetros para a montagem de um sistema linear (sistema de krigagem), cuja solução visa estabelecer os ponderadores que serão utilizados na estimativa por krigagem.

O primeiro conceito que deve ser observado no estudo da geoestatística é o da Teoria das Variáveis Regionalizadas, formalizado por Matheron no início da década de 60.

#### 4.3.1 Teoria das Variáveis Regionalizadas

Para Yamamoto & Rocha (1999) as variáveis regionalizadas foram introduzidas para descrever quantitativamente variações espaciais em corpos de minério e representam os valores de variáveis referenciadas geograficamente.

Davis (1986) e Wackernagel (1995) definem variáveis regionalizadas como possuidoras de propriedades entre o campo aleatório e o campo determinístico.

Kim (1990) explica uma variável regionalizada como, em sua maioria, apresentadora de um aspecto aleatório, consistido de variações altamente irregulares e imprevisíveis e um aspecto estruturado que reflete as características estruturais do fenômeno regionalizado (comportamento determinístico).

Embora clássica e muito utilizada, a melhor maneira de entender variáveis regionalizadas ainda é o exemplo elaborado por Royle (1978):

Considere-se as duas séries de números:

Seqüência A: 1 7 3 6 2 9 4 8 5  
Seqüência B: 1 3 5 7 9 8 6 4 2

As medidas dos parâmetros estatísticos, neste caso média e variância, não apontam diferenças entre as seqüências pois as analisa como amostras independentes, conforme pode ser observado na Tabela 5 A.

Tabela 5 A: Parâmetros estatísticos, média e variância, medidos para as duas seqüências de números propostas por Royle (1978)

	Média	Variância
Seqüência A:	5	6,67
Seqüência B:	5	6,67

Tratando estas seqüências como variáveis regionalizadas, onde a posição espacial relativa de cada amostra é considerada, observa-se que elas são distintas. Uma solução para distingüí-las seria dada pela medida da diferença entre os atributos da variável, separadas por uma determinada distância. Porém a simples soma desta diferença tenderia a anular-se. Assim optou-se então pela soma do quadrado destas diferenças, que dividido pelo número de pares dá sentido a uma medida de variância, com significado espacial, pois depende da distância utilizada (variância espacial).

Utilizando-se este raciocínio, as medidas da variância espacial das duas seqüências está apresentada na Tabela 5, onde a variância espacial foi calculada para até quatro intervalos de amostragem. Observando-se a Tabela 5 B pode-se ver que as seqüências são diferentes.

Tabela 5 B: Variância espacial para as duas seqüências de números em estudo

Intervalo de amostragem	Variância Espacial de A	Variância Espacial de B
1	22,00	3,63
2	3,00	12,86
3	23,67	23,83
4	3,80	29,60

#### 4.3.2 Variograma

Antes de iniciar este tópico é importante destacar que os termos semivariograma e variograma embora diferentes em sua concepção, pois aquele deriva deste, serão tratados indistintamente como variograma, como é usual na literatura e será feita a distinção apenas onde estas duas funções estiverem sendo definidas.

Como já foi exposto anteriormente, o variograma é o produto final de uma análise geoestatística pois ele permite descrever quantitativamente a variação no espaço de um fenômeno regionalizado (Huijbregts, 1975).

Para que a análise geoestatística e, conseqüentemente, o variograma possam ser aplicados, deve-se assumir a hipótese que o modelo teórico de variograma ajustado ao variograma experimental é válido para qualquer ponto do domínio estudado. Esta hipótese é formalmente denominada de Hipótese Intrínseca ou

Hipótese da Quase-estacionaridade. Segundo Olea (1991), a Hipótese Intrínseca é a fraca estacionaridade dos incrementos de uma função aleatória. Estes incrementos podem ser considerados como as possíveis combinações de ordem 0. Ela é uma forma de estacionaridade menos restritiva que a de segunda ordem, e permite o modelamento de variáveis regionalizadas, cuja variância espacial aparentemente aumenta com o aumento do domínio.

Assumindo-se a Hipótese Intrínseca como verdadeira, defini-se a função variograma:

$$2\gamma(h) = E\{[Z(x+h) - Z(x)]^2\} \quad (14)$$

Expandindo-se o quadrado perfeito da equação (14) ter-se-á:

$$2\gamma(h) = E[Z^2(x+h) - 2Z(x+h)Z(x) + Z^2(x)] \quad (15)$$

aplicando-se o operador da esperança, obtém-se:

$$2\gamma(h) = E[Z^2(x+h)] - 2E[Z(x+h)Z(x)] + E[Z^2(x)] \quad (16)$$

Definindo-se a média para uma variável regionalizada como:

$$\bar{m}_r = E[Z(x)] \quad (17)$$

e sabendo-se que a equação da variância, definida em (5) pode ser escrita em termos da esperança matemática, tem-se para variáveis regionalizadas:

$$Var[x] = C(0) = E\{[Z(x) - \bar{m}_r]^2\} \quad (18)$$

onde:  $C(0)$  é a notação utilizada em geoestatística para a variância.

Definindo-se a covariância entre dois pontos, de uma mesma variável, separadas por uma distância  $h$ , como:



$$C(h) = E[Z(x_i + h)Z(x_i)] - \bar{m}_r^2 \quad (19)$$

Expandindo-se o quadrado perfeito da equação (18):

$$C(0) = E\{[Z^2(x_i) - 2Z(x_i)\bar{m}_r + \bar{m}_r^2]\}$$

aplicando-se o operador da esperança, como em (16), obtém-se:

$$C(0) = E[Z^2(x_i)] - 2\bar{m}_r E[Z(x_i)] + \bar{m}_r^2 \quad (20)$$

se  $E[Z(x_i)] = \bar{m}_r$ , pode-se escrever:

$$C(0) = E[Z^2(x_i)] - 2\bar{m}_r\bar{m}_r + \bar{m}_r^2$$

portanto:

$$C(0) = E[Z^2(x_i)] - \bar{m}_r^2$$

ou

$$E[Z^2(x_i)] = C(0) + \bar{m}_r^2 \quad (21)$$

Novamente assumindo-se a Hipótese Intrínseca pode-se escrever:

$$E[Z^2(x_i)] = E[Z^2(x_i + h)] \quad (22)$$

Substituindo-se (16), (21) e (22) em (19) fica-se com:

$$2\gamma(h) = C(0) + \bar{m}_r^2 - 2[C(h) + \bar{m}_r^2] + C(0) + \bar{m}_r^2$$

portanto,

$$2\gamma(h) = 2C(0) - 2C(h) \quad (23)$$

ou

$$\gamma(h) = C(0) - C(h) \quad (24)$$

que é a função semivariograma em função da variância  $C(0)$  e covariância  $C(h)$ .

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

- Amplitude (a) que é a distância onde as amostras saem do campo estruturado e entram no campo aleatório, ou seja, é uma distância tal que as amostras passam a não possuir correlação espacial e a relação entre elas passa a ser aleatória;
- Patamar ( $C(0)+C$ ) é o valor no qual a função variograma estabiliza-se no campo aleatório devido à grande distância que separa as amostras, mostra a variabilidade máxima entre pares de amostras de um mesmo conjunto de dados de modo que a correlação entre elas seja zero;
- Efeito pepita ( $C(0)$ ) ou variância aleatória é o valor da função variograma na origem. Em tese este valor deveria ser zero, porém nem sempre isso acontece e quando não é assim esta diferença normalmente é atribuída a erros de amostragem e/ou análise.
- Variância espacial: é a diferença entre o patamar e o efeito pepita.

Conforme já foi exposto, a função variograma é direcional, logo o procedimento para realizar a análise geoestatística inicia-se com a elaboração de variogramas em várias direções. Na literatura este procedimento é denominado "análise estrutural" (e. g. Huijbregts, 1975; Olea, 1991).

Usualmente não se inicia a análise estrutural de maneira aleatória, escolhendo-se qualquer direção e então fazendo os variogramas. Inicia-se a análise estrutural, conforme sugerem Yamamoto & Rocha (1999), tomando-se quatro direções iniciais de pesquisa: E-W, N45°E, N-S e N45°W ou ainda no caso das malhas regulares estas direções são especificadas segundo a orientação da linha base (0°) daí a 45°, 90° e 135° no sentido anti-horário.

A finalidade de realizar variogramas em várias direções do depósito é detectar se há anisotropia, que é definida como a mudança no comportamento espacial de uma variável em diferentes direções.

Estas diferenças podem ser expressas em termos de mudanças na amplitude e/ou patamar ao longo de duas ou mais direções.

Quando a amplitude varia de acordo com a direção, porém o patamar permanece constante, a anisotropia é dita geométrica.

No caso onde a anisotropia é zonal, a amplitude para várias direções é constante e o patamar varia.

Um terceiro tipo de anisotropia é a mista, onde tanto a amplitude quanto o patamar variam de acordo com a direção analisada.

No cálculo do variograma experimental devem ser fornecidos alguns parâmetros, que estão descritos a seguir:

- passo: é a distância que separa duas amostras, deve ser compatível com a malha de amostragem;
- tolerância do passo: é uma tolerância dada à distância do passo que é acrescida ou subtraída do passo. Este recurso é sobretudo utilizado quando a malha de amostragem é irregular;
- direção: como já foi dito anteriormente, o variograma experimental é calculado ao longo de uma direção e esta direção deve ser estabelecida pelo responsável pelo estudo;
- tolerância angular: é um ângulo atribuído à direção que permite serem utilizados pontos que estejam fora da linha que define a direção principal de variografia. Este recurso é útil quando trabalha-se com malhas irregulares.
- Largura máxima: é uma distância a partir da qual o ângulo atribuído pela tolerância angular perde eficácia, a distância entre a direção e a linha formada pelo ângulo dado como tolerância tende a crescer indefinidamente com o

incremento do passo, a largura máxima limita esta distância, ou seja, enquanto a distância definida como largura máxima não é alcançada a busca por amostras forma um triângulo (2D) ou um cone (3D) e quando é alcançada forma um retângulo (2D) ou um cilindro (3D) ;

- Número de passos: é o número máximo de vezes que o passo receberá o incremento da distância. O número de passos não deve exceder à metade dos espaço geométrico que é a extensão máxima da malha de amostragem.

A Figura 8 aponta graficamente estes parâmetros.

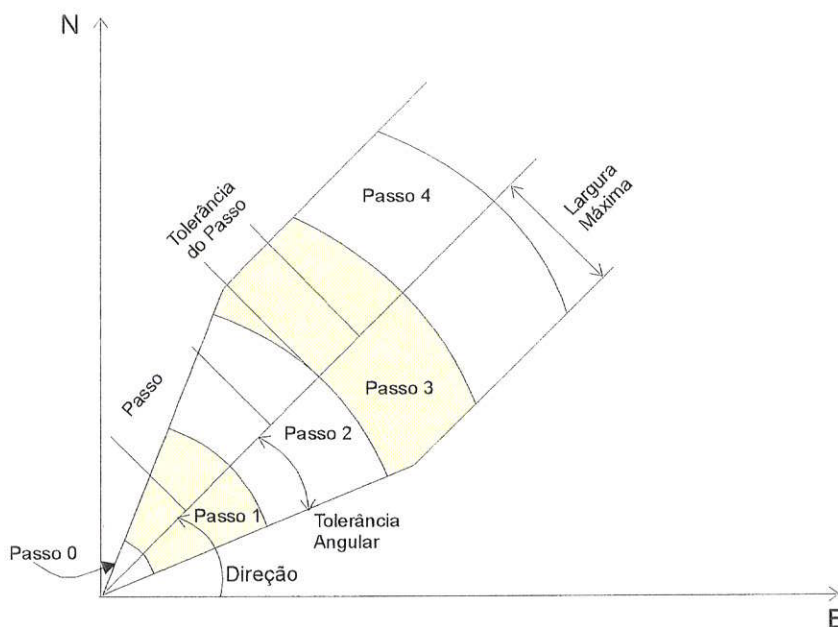


Figura 8: Desenho mostrando os parâmetros direção do variograma, passos, tolerância angular, largura máxima e tolerância do passo (modificado de Pannatier, 1994).

Vistos os parâmetros que devem ser fornecidos para o cálculo do variograma experimental cabe apresentar rapidamente os procedimentos utilizados para este.

Definidos a direção e sua tolerância angular, o passo e sua tolerância, bem como o número de passos, calcula-se a nuvem de variograma, pela aplicação da expressão a cada par de pontos:

$$\gamma(h) = [Z(x_i + h) - Z(x_i)]^2$$

A etapa seguinte é o cálculo do  $\gamma(h)$  médio para o passo que está sendo analisado. Este valor médio é então plotado em um gráfico que relaciona a distância média (passo + tolerância do passo) que separa duas amostras e o  $\gamma(h)$  médio encontrado. A Figura 9 mostra graficamente o resultado de cada um desses procedimentos.

#### 4.3.2.1 Parâmetros Utilizados na Mina de Capanema

Como a mineralização da mina de Capanema possui controle estrutural optou-se por iniciar a análise geoestatística segundo a direção do eixo do sinclinal de Ouro Fino, que é a feição estrutural mais marcante. A segunda direção escolhida foi ortogonal ao eixo do sinclinal, à fim de verificar a existência ou não de anisotropia.

A primeira direção analisada foi 44° (D1), em seguida na direção 134° (D2) ambas sem mergulho e na terceira utilizou-se a direção principal com mergulho de 90° (D3).

A tolerância angular para as três direções foi de 45°. Os passos foram determinados de acordo com a malha utilizada. Para os furos de sonda, distribuídos em uma malha aproximadamente regular, de  $\pm 200$  metros na direção NW por  $\pm 100$  metros na direção NE (Figura 10) com profundidades variadas, os passos foram de 100m em D1 e D2 e 13 metros para D3. A distância de 13 metros em D3 foi escolhida pois, como descrito no item 1.2, foi este o comprimento utilizado para regularizar as amostras. Para os furos de *rockdrill*, que estão dispostos em uma malha rigorosamente regular quadrada com dimensões de 28.3 metros nas direções NW e NE conforme pode ser observado na Figura 11 e profundidades variáveis, utilizou-se um passo para D1 e D2 com a mesma dimensão da malha e em D3 o passo foi de 13, exatamente o comprimento das amostras.

A tolerância do passo foi constante, 50% do tamanho do passo, para as três direções nas duas bases de dados. O número de passos variou em ambas bases sendo que para os furos de sonda, o número de passos foi 5 ao longo de D1, 30 ao longo de D2 e 8 ao longo de D3. Nos furos de *rockdrill*, os números de passos utilizados foram 10 em D1, 30 segundo D2 e 8 em D3. A Tabela 6 e 7 sumarizam estes parâmetros.

#### 4.3.2.2 Modelo Teórico de Variograma

Calculado o variograma experimental, deve-se ajustar um modelo teórico pois o variograma servirá para calcular os valores de semivariância espacial que serão necessários para a organização do sistema de krigagem.

O ajuste do modelo é normalmente feito interativamente em um *software*, neste caso o Isatis. A partir dos pontos do variograma experimental estabelecem-se os parâmetros, utilizados pelo modelo ajustado, que são o tipo de modelo, o efeito pepita, a amplitude e o patamar.

Yamamoto & Rocha (1999) descrevem quatro tipos básicos de comportamento próximo a origem, a saber:

- parabólico: quando o modelo de variograma descreve uma parábola próximo a origem. Este comportamento indica um alto grau de continuidade entre amostras;
- linear: este modelo descreve uma tangente oblíqua à origem denotando uma grande homogeneidade das amostras, quando separadas por pequenas distâncias, que vão progressivamente tornando-se heterogêneas (perdendo correlação espacial);
- efeito pepita: ocorre quando, como já citado, existe uma descontinuidade na origem, ou seja  $\gamma(h) \neq 0$ ,  $h=0$ ;
- efeito pepita puro: este comportamento reflete a variação espacial de um fenômeno de transição onde para um valor de patamar a amplitude apresentará um valor infinitesimalmente menor que as distâncias de observação (Journel & Huijbregts, 1978).

A Figura 12 mostra os modelos teóricos de variograma disponíveis no *software* Isatis.

Tabela 6: Parâmetros para o cálculo do variograma experimental para os furos de *rockdrill*.

Direção	Mergulho	Tolerância Angular	Passo	Tolerância do Passo	Número de Passos
44°	0°	45°	28,3	50%	10
134°	0°	45°	28,3	50%	30
44°	90°	45°	13,0	50%	8

Tabela 7: Parâmetros para o cálculo do variograma experimental para os furos de sonda.

Direção	Mergulho	Tolerância Angular	Passo	Tolerância do Passo	Número de Passos
44°	0°	45°	100,0	50%	5
134°	0°	45°	100,0	50%	30
44°	90°	45°	13,0	50%	8

#### 4.4 Modelo Tridimensional de Blocos

Antes de iniciar qualquer trabalho de estimativa por métodos computacionais, visando o cálculo de recursos/reservas, deve-se construir um modelo tridimensional de blocos.

O modelo tridimensional de blocos nada mais é que uma “caixa tridimensional” (especialmente referenciada de modo que todas as informações coletadas e utilizadas na estimativa estejam em si contidas) preenchida por blocos menores denominados blocos de cubagem.

Os blocos de cubagem possuem genericamente a forma de um paralelepípedo cujas dimensões devem respeitar a densidade de amostragem. Segundo Yamamoto (1999), a subdivisão ideal, baseada na prática de avaliação de recursos/reservas, é igual à metade do espaçamento médio entre os furos de sonda.

Vallé & Côte (1992) afirmam que a estimativa (no caso, krigagem) de blocos com dimensões muito menores que a metade da malha de amostragem deve ser evitada pois tais estimativas apresentam extrema variabilidade.

##### 4.4.1 Modelo Tridimensional de Blocos para a Mina de Capanema

Foram elaborados dois modelos de blocos para a mina, respeitando-se a densidade de amostragem para cada base de dados estudadas, conforme é sugerido em Yamamoto (1999).

Levando-se em conta o exposto anteriormente, as Tabelas 8 e 9 mostram os parâmetros utilizados na construção dos modelos tridimensionais de blocos.

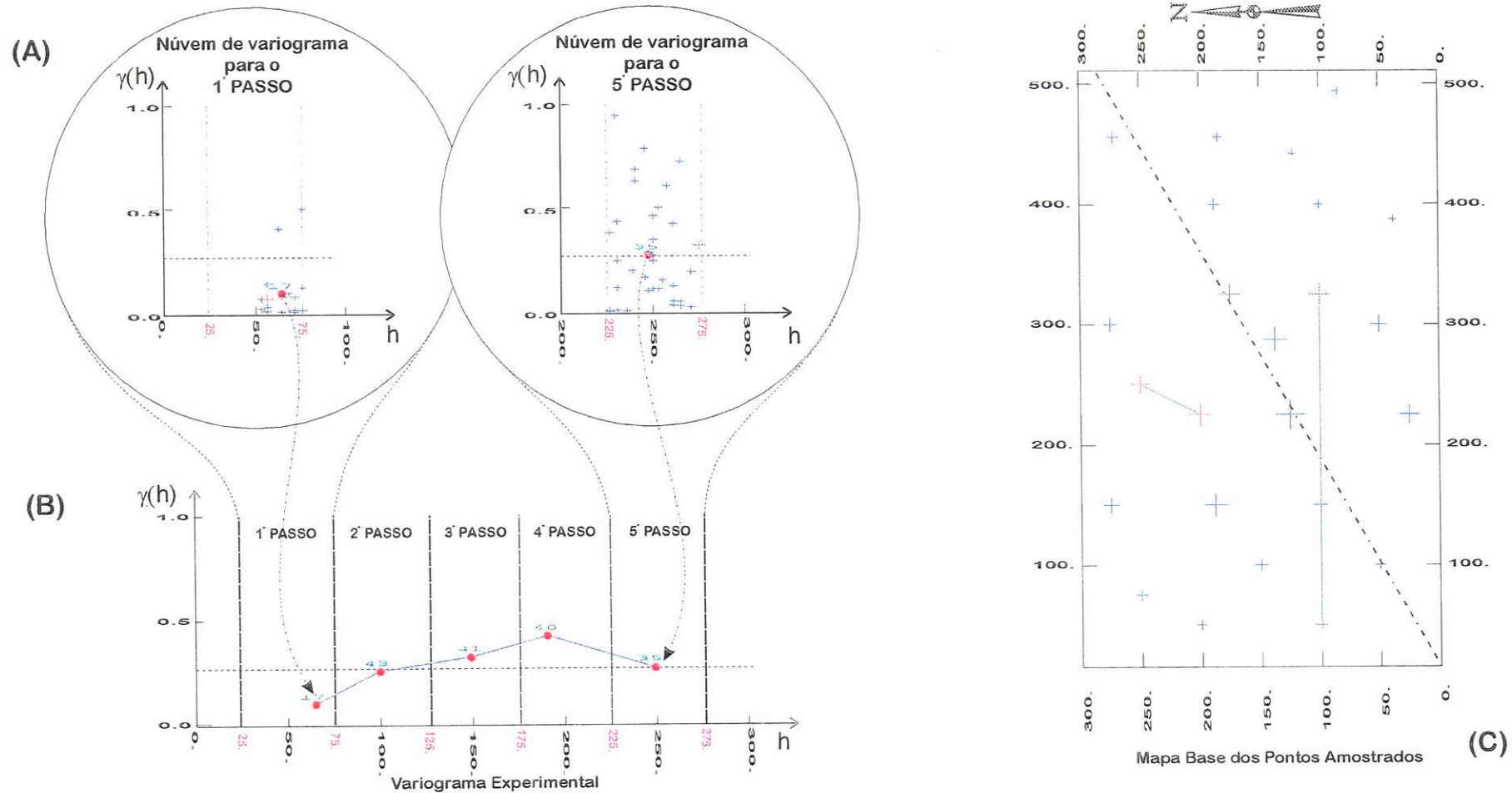


Figura 9: Em destaque nas circunferências estão representadas as nuvens de variograma (A) calculadas para o 1º passo e para o 5º passo sendo que o ponto em vermelho é o resultado da média do quadrado das diferenças que serão representadas no variograma experimental (B). O ponto (+) destacado na nuvem do primeiro passo e o ponto (+) destacado na nuvem do quinto passo estão representados no mapa base (C) e mostra quais foram os pares de pontos utilizados que apresentaram aquela variabilidade espacial. No mapa base a linha diagonal tracejada é a direção principal de variografia e a linha verde mostra a distância que separa estes pares de pontos. Os parâmetros fornecidos para a confecção deste variograma experimental foram direção=45°, tolerância angular= 45°, passo= 50 m, tolerância do passo= 50%. Não foi utilizada a largura máxima. Nos eixos de (A) e (B) os valores em magenta são os limites inferior e superior da tolerância do passo.



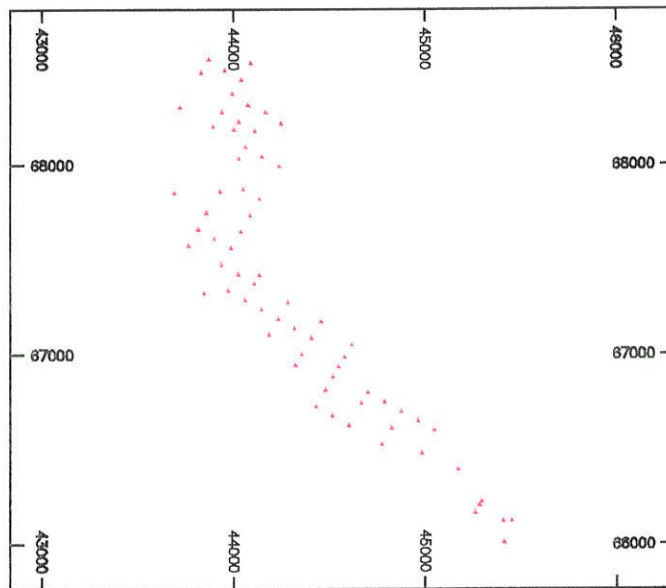
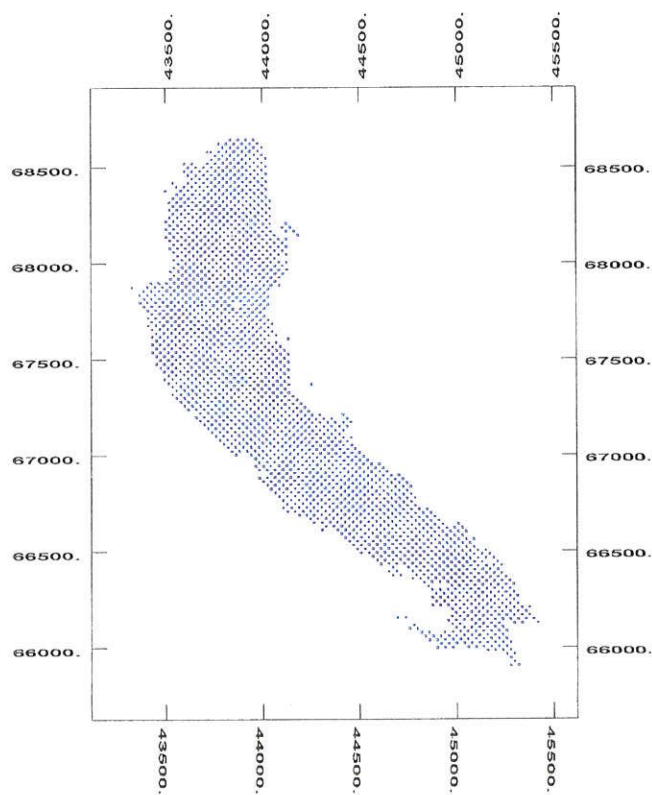


Figura 10: Mapa base dos furos de sonda

Figura 11: Mapa base para os furos de *rockdrill*

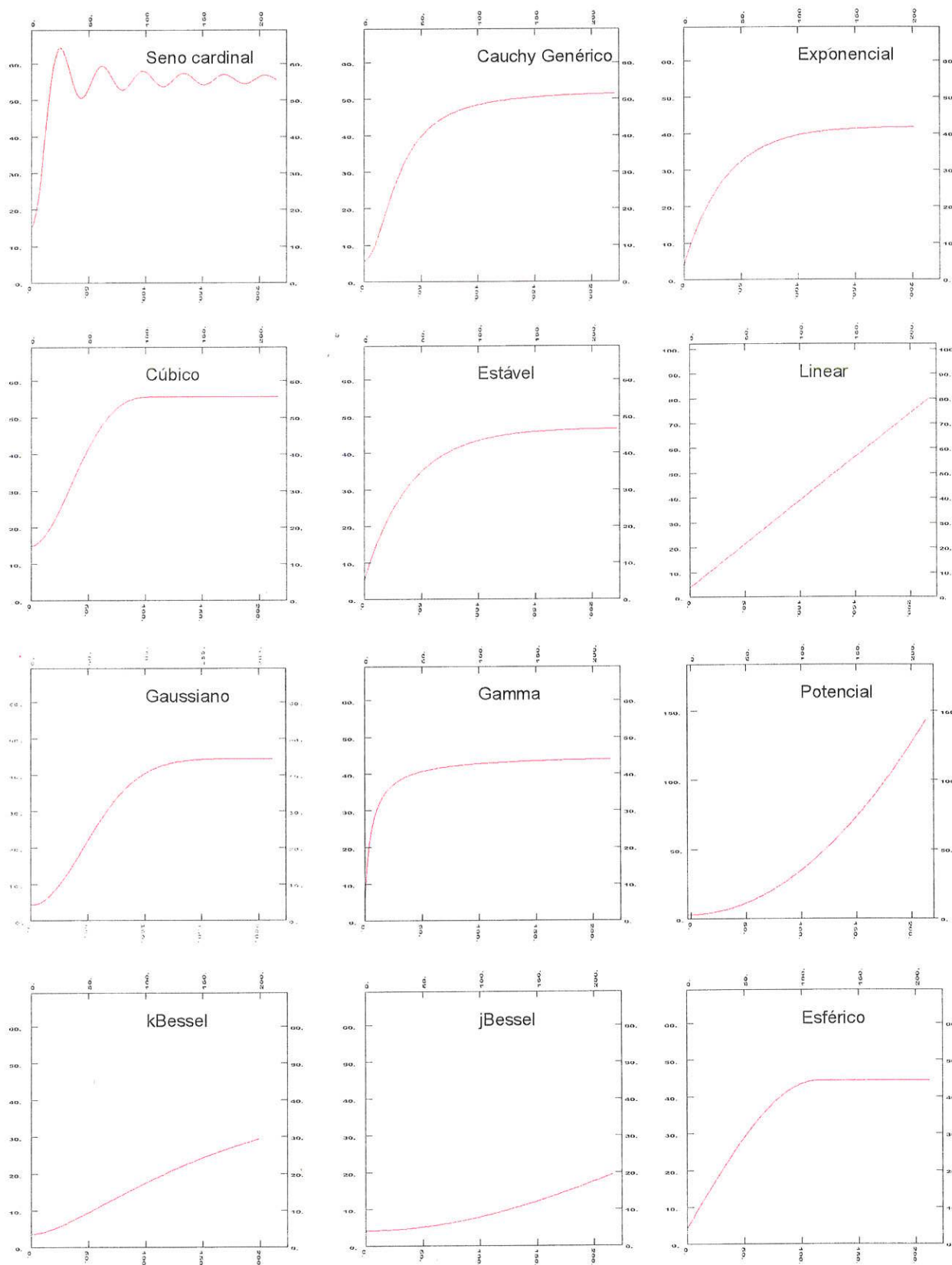


Figura 12: Modelos teóricos dos variogramas disponíveis no *software* Isatis

Tabela 8: Parâmetros do modelo tridimensional de blocos elaborado para os furos de *rockdrill*.

Dimensão ao longo do eixo X	Dimensão ao longo do eixo Y	Dimensão ao longo do eixo Z	Azimute utilizado para a rotação do <i>grid</i>
28,3 m	28,3 m	13 m	44°

Tabela 9: Parâmetros do modelo tridimensional de blocos elaborado para os furos de sonda.

Dimensão ao longo do eixo X	Dimensão ao longo do eixo Y	Dimensão ao longo do eixo Z	Azimute utilizado para a rotação do <i>grid</i>
100 m	100 m	13 m	44°

Nos furos de *rockdrill*, por tratar-se de uma amostragem melhor distribuída e em malha exatamente regular, optou-se por localizar a origem do modelo de blocos de modo tal que as amostras ficassem dispostas nos vértices de cada bloco. Em outras palavras o modelo tridimensional de blocos foi construído permitindo que cada bloco possuísse quatro amostras eqüidistantes, em relação ao seu centróide.

#### 4.5 Parâmetros de Vizinhança

Uma das etapas mais importantes na estimativa de teores por métodos computacionais é a definição da vizinhança de busca de amostras. Esta definição deve obedecer algumas regras (flexíveis) e deve ser estabelecida na início do processo de avaliação.

A definição da vizinhança é mais sensível em malhas irregulares e/ou aleatórias, pois a depender dos parâmetros escolhidos pode-se obter agrupamentos de pontos que podem se tornar inconvenientes e causar enviesamentos da estimativa.

No caso de malhas regulares, a definição dos parâmetros de busca de furos vizinhos não resultam em agrupamentos, porém é igualmente importante, pois pode estimar blocos que não devem possuir teor pois estão fora do domínio do depósito. Observa-se que estes blocos podem enviesar a estimativa causando superestimativa na avaliação final de recursos/reservas.

Harbaugh *et al.* (1977), sugerem que a seleção de amostras seja feita por quadrantes ou por octantes. Na seleção por quadrantes, divide-se o plano (no caso da

estimativa ser bidimensional) em quatro setores angulares, com origem coincidente com o ponto ou bloco a ser estimado. Quando a estimativa estiver sendo feita no espaço tridimensional, os setores angulares são definidos por dois planos ortogonais entre si. Na seleção por octantes o plano é dividido em oito setores angulares ou em três planos ortogonais entre si.

Uma vez definido o critério de seleção, deve-se apontar o número de amostras que se deve tomar em cada setor. Usualmente define-se o número máximo e o número ideal de amostras que devem ser consideradas em cada setor.

O número definido indicará sempre que na estimativa serão utilizadas as “n” amostras mais próximas da origem em cada setor. Yamamoto (1999) diz que não deve ser utilizado um número excessivamente pequeno de amostras sob o risco de atribuir um peso muito grande à amostra mais próxima. Tampouco deve-se utilizar uma quantidade alta de amostras pois corre-se o risco de estar suavizando a estimativa.

Um outro parâmetro que deve ser fornecido é o raio de busca por amostras, que a depender da “configuração” da variância espacial da área deve estar condizente com os eixos de anisotropia.

#### 4.5.1 Parâmetros de Vizinhança para a Mina de Capanema

Para os furos de sonda utilizou-se o critério de seleção por octantes tridimensionais, onde foram selecionadas as duas amostras mais próximas do centro do bloco em cada setor. A condição mínima para um bloco ser estimado foi estabelecida em quatro amostras.

O raio de busca por octante foi definido em 300 metros ao longo dos eixos X e Y e 52 metros no eixo Z. Ressalta-se que o eixo do raio de busca foi rotacionado em  $44^\circ$

Para as amostras de *rockdrill*, foi realizada a divisão do bloco em octantes tridimensionais, onde utilizou-se apenas uma amostra mais próxima em cada setor. Assim como nos parâmetros de vizinhança dos furos de sonda foi definida a condição mínima de quatro amostras para que o bloco pudesse ser estimado. Os raios de busca definidos para este conjunto de dados foram 85 metros ao longo de X e Y e 26 metros no eixo Z. Os eixos aqui definidos também foram rotacionados em  $44^\circ$ .

Ressalta-se que no conjunto de dados de *rockdrill*, utilizou-se apenas uma amostra por setor angular pois a alta densidade de informações assim permitiu.

#### 4.6 Ponderação pelo Inverso da Potência da Distância

Definido por Weaver (1964 *apud* Philip & Watson, 1987) este método teve sua função de interpolação e seu domínio definidos por Shepard em 1968.

O IPD está fundamentado no fato de que os teores em amostras de furos vizinhos a um ponto ou bloco não amostrado serem inversamente proporcionais à distância que os separa, ou a uma potência desta. Isto faz com que amostras de furos próximas ao ponto a ser estimado influencie muito a estimativa e que as amostras distantes deste tenham pouca influência na estimativa.

A função de interpolação por IPD pode ser definida como:

$$t^* = \frac{\sum_{i=1}^n t_i \varphi_i}{\sum_{i=1}^n \varphi_i} \quad (25)$$

com  $t^*$  = teor estimado;

$t_i$  = teor do  $i$ -ésimo ponto amostrado com coordenadas definidas;

$\varphi_i$  = é o  $i$ -ésimo ponderador.

O ponderador ( $\varphi_i$ ) é expresso como:

$$\varphi_i = \frac{1}{d_i^p} \quad (26)$$

com  $p$  sendo a potência;

$d_i$  a distância que separa a  $i$ -ésima amostra do ponto a ser estimado.

A distância ( $d_i$ ) pode ser obtida por:

$$d_i = \sqrt{(X_i - X)^2 + (Y_i - Y)^2 + (Z_i - Z)^2} \quad (27)$$

com  $(X_i, Y_i$  e  $Z_i)$  sendo as coordenadas da  $i$ -ésima amostra com valor conhecido;  
 $(X, Y$  e  $Z)$  como as coordenadas do ponto a ser estimado.

A função apresentada em (25) também pode ser expressa normalizada onde a soma dos ponderadores é igual a 1, como segue:

$$t^* = \sum_{i=1}^n t_i \left[ \frac{\varphi_i}{\sum_{i=1}^n \varphi_i} \right] \quad (28)$$

A primeira decisão no processo de estimativa por IPD é a escolha de uma potência adequada. Sabe-se que potências baixas tendem a suavizar valores extremos e as altas os ressaltam.

Barnes (1980), ilustra a atuação da potência na interpolação através de uma figura bastante didática reproduzida na Figura 13. Pode-se observar nesta figura a influência de diferentes potências sobre a estimativa. Analisando as curvas, percebe-se que quanto mais alta a potência mais o comportamento da variável aproxima-se do princípio dos pontos mais próximos, enquanto que uma potência igual a um resulta no princípio de interpretação das mudanças graduais.

Ainda pela observação do gráfico da Figura 13, pode-se dizer que uma potência igual a dois é melhor, pois resulta em estimativas entre os dois princípios mencionados.

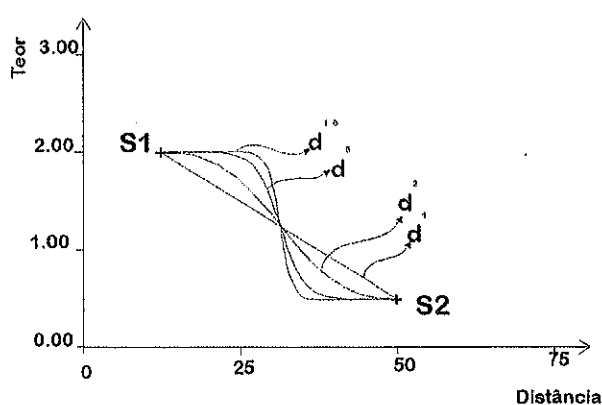


Figura 13: mostra o comportamento da potência na estimativa de pontos separados por várias distâncias.(modificado de Barnes, 1980)

#### 4.7 Estimativa por Krigagem

Segundo Armstrong (1998), a krigagem é um método de estimativa que leva em consideração uma série de fatores, tais como:

- o número de amostras e a qualidade dos dados em cada ponto;
- a posição espacial das amostras no depósito;
- a distância entre as amostras e os pontos ou blocos a serem estimados;
- a continuidade espacial das variáveis.

O sistema de equações da krigagem é definido como:

$$Z^*(x_0) = \sum_{i=1}^n \lambda_i Z(x_i) \quad (29)$$

Antes de descrever krigagem ordinária convém definir a condição de não enviesamento e a condição de restrição.

Assumindo-se que a média existe para todos os pontos de uma região

$$E[Z(x)] = \bar{m}_r, \quad x \in D$$

e que o erro de estimativa seja zero

$$E[Z^*(x_0) - Z(x)] = 0$$

então:

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

$$\sum_{i=1}^n \lambda_i E[Z(x_i)] = E[Z(x_0)]$$

$$\therefore \sum_{i=1}^n \lambda_i = 1 \quad (30)$$

Segundo Wackernagel (1995), a condição de restrição deve ser ( $\sum_{i=1}^n \lambda_i = 1$ ) pois no caso extremo de todos os dados serem constantes, o valor estimado também será igual à constante.

A krigagem ordinária é uma técnica de estimativa que assume o conceito de médias móveis e deve possuir mínima variância de erro, que pode ser descrito como:

$$\sigma_{x_0}^2 = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \{E[Z^*(x_0)Z(x_i)] - \bar{e}\}$$

como  $\bar{e}$  é o erro médio dado por:

$$\bar{e} = \frac{1}{n} E[Z^*(x_0) - Z(x)]$$

podemos escrever:

$$\sigma_{x_0}^2 = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \left[ Z^*(x_i) - Z(x_i) - \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n Z^*(x_i) - Z(x_i) \right]^2$$

assumindo-se que o erro médio esperado é zero, podemos escrever a equação como segue:

$$\sigma_{x_0}^2 = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n [Z^*(x_i) - Z(x_i)]^2$$

Como este erro depende de valores reais para ser estimado, e isto nem sempre é possível de se realizar, considere-se então como erro médio a combinação linear das estimativas.



$$Z^*(x_0) = \sum_{i=1}^n \lambda_i Z(x_i) \quad (31)$$

Sendo a diferença entre os valores reais e os estimados o erro ou resíduo ( $r(x)$ ), pode-se escrever:

$$r(x) = Z^*(x_0) - Z(x) \quad (32)$$

Tomando-se a expressão da variância em função da covariância:

$$\text{Var}\left[\sum_{i=1}^n \lambda_i Z(x_i)\right] = \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^n \lambda_i \lambda_j \text{Cov}[Z(x_i)Z(x_j)]$$

e aplicando-a em (7.3) a variância do erro será:

$$\text{Var}[r(x)] = \text{Cov}[Z^*(x)Z^*(x)] - 2\text{Cov}[Z^*(x)Z(x)] + \text{Cov}[Z(x)Z(x)] \quad (33)$$

como  $\text{Cov}[Z^*(x)Z^*(x)]$  é a covariância do ponto estimado com ele mesmo, que é igual a variância de  $Z^*(x)$ , uma combinação linear  $\sum_{i=1}^n \lambda_i Z(x_i)$  de outras observações da variável aleatória, ter-se-á:

$$\text{Var}[Z^*(x)Z^*(x)] = \text{Var}\left[\sum_{i=1}^n \lambda_i Z(x_i)\right] = \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^n \lambda_i \lambda_j \bar{C}_{ij}$$

Assumindo-se que a covariância de  $Z(x)$  com ela mesma é igual à variância de  $Z(x)$  e assumindo-se que todas as observações tem a mesma variância (estacionaridade de segunda ordem), então o termo da covariância de  $Z(x)$  por ela mesma poderá ser expressa por:

$$\text{Cov}[Z(x)Z(x)] = \bar{\sigma}^2$$

sabendo-se ainda que a covariância de  $Z^*(x)$  por  $Z(x_0)$  pode ser escrita como:

$$2Cov[Z^*(x_i)Z(x_0)] = 2Cov\left\{\left[\sum_{i=1}^n \lambda_i Z(x_i)\right]Z(x_0)\right\} = 2\sum_{i=1}^n \lambda_i \bar{C}_{i0}$$

então a variância do erro ( $\sigma_{x_0}^2$ ) será:

$$\sigma_w^2 = \bar{\sigma}^2 + \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^n \lambda_i \lambda_j \bar{C}_{ij} - 2\sum_{i=1}^n \lambda_i \bar{C}_{i0} \quad (34)$$

Considerando a equação (34) adicionado de um novo parâmetro, denominado multiplicador de Lagrange ( $\mu$ ), então:

$$\sigma_{x_0}^2 = \bar{\sigma}^2 + \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^n \lambda_i \lambda_j \bar{C}_{ij} - 2\sum_{i=1}^n \lambda_i \bar{C}_{i0} + 2\mu \left( \sum_{i=1}^n \lambda_i - 1 \right) \quad (35)$$

note-se que a adição deste parâmetro não afetará o resultado da equação pois como já pôde ser visto:

$$\sum_{i=1}^n \lambda_i = 1$$

Para minimizar a variância do erro deve-se calcular as primeiras  $n+1$  derivadas parciais da equação (35) e igualá-las a zero. Como o primeiro termo do segundo membro da equação não depende de  $\lambda_1$  e não afeta a derivada em relação a  $\lambda_1$  ter-se-á:

$$\begin{aligned} \frac{\partial \left( \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^n \lambda_i \lambda_j \bar{C}_{ij} \right)}{\partial \lambda_1} &= \frac{\partial \left( \lambda_1^2 \bar{C}_{11} + 2\lambda_1 \sum_{j=2}^n \lambda_j \bar{C}_{1j} \right)}{\partial \lambda_1} \\ &= 2\lambda_1 \bar{C}_{11} + 2\sum_{j=2}^n \lambda_j \bar{C}_{1j} \end{aligned}$$

$$= 2 \sum_{j=1}^n \lambda_j \bar{C}_j$$

o terceiro termo do segundo membro da equação será:

$$\frac{\partial \left( \sum_{i=1}^n \lambda_i \bar{C}_{i0} \right)}{\partial \lambda_1} = \frac{\partial (\lambda_1 \bar{C}_{10})}{\partial \lambda_1} = \bar{C}_{10}$$

e o último termo do segundo membro da equação será:

$$\frac{\partial \left[ \mu \left( \sum \lambda_i - 1 \right) \right]}{\partial \lambda_1} = \frac{\partial (\mu \lambda_1)}{\partial \lambda_1} = \mu$$

visto isso, a primeira derivada de  $\bar{\sigma}_R^2$  em relação a  $\lambda_1$  poderá ser escrito como:

$$\frac{\partial (\bar{\sigma}_{x_0}^2)}{\partial \lambda_1} = 2 \sum_{j=1}^n \lambda_j \bar{C}_{1j} - 2 \bar{C}_{10} + 2 \mu$$

igualando-a a zero:

$$\begin{aligned} \frac{\partial (\bar{\sigma}_{x_0}^2)}{\partial \lambda_1} &= 2 \sum_{j=1}^n \lambda_j \bar{C}_{1j} - 2 \bar{C}_{10} + 2 \mu = 0 \\ &= \sum_{j=1}^n \lambda_j \bar{C}_{1j} + \mu = \bar{C}_{10} \end{aligned} \quad (36)$$

A diferencial em relação a outros ponderadores produz equações similares. Portanto o conjunto de ponderadores que minimizam a variância do erro com a restrição de suas somas serem igual a 1 satisfazem as  $n+1$  equações que seguem:

$$\sum_{i=1}^n \lambda_j \bar{C}_{ij} + \mu = \bar{C}_{i0} \quad \forall i = 1, \dots, n \quad (37)$$

$$\sum_{i=1}^n \lambda_i = 1$$

O sistema de equações definido em (37) pode ser escrito em notação matricial e em função da variância:

$$\begin{bmatrix} \gamma(x_1, x_1) & \cdots & \gamma(x_1, x_n) & 1 \\ \vdots & \ddots & \vdots & \vdots \\ \gamma(x_n, x_1) & \cdots & \gamma(x_n, x_n) & 1 \\ 1 & \cdots & 1 & 0 \end{bmatrix} \cdot \begin{bmatrix} \lambda_1 \\ \vdots \\ \lambda_n \\ \mu \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \gamma(x_1, x_0) \\ \vdots \\ \gamma(x_n, x_0) \\ 1 \end{bmatrix} \quad (38)$$

A krigagem, a depender do domínio que se estima, pode ser pontual ou de blocos, como segue:

- krigagem pontual: utilizada para estimar a variável de interesse em um ponto não amostrado;
- krigagem de blocos: utilizada para estimar blocos de cubagem a partir de pontos amostrados, a krigagem de blocos baseia-se na subdivisão do bloco em sub-blocos (discretização) que são avaliados individualmente e então compostos para o bloco original, conforme explica o Teorema da Combinação das Estimativas de Krigagem (Journel & Huijbregts, 1978).

Observa-se que a diferença entre o sistema de equações da krigagem pontual e krigagem de blocos está no segundo membro do sistema. Na krigagem pontual o segundo membro é a variância entre o ponto conhecido e o ponto a ser estimado enquanto na krigagem de blocos o segundo membro representa a variância média entre o ponto conhecido e os centróides dos sub-blocos a serem estimados.

Na estimativa por krigagem foram utilizados os parâmetros de busca e seleção de amostras estabelecidos no item 3.5.1.

Os blocos a serem estimados foram discretizados seguindo uma subdivisão de 2x2x2, ou seja, foram gerados oito sub-blocos em cada bloco, cujos teores foram posteriormente compostos resultando no teor médio do bloco operacional.

#### 4.8 Validação Cruzada do Modelo Teórico de Variograma Ajustado

A validação cruzada utiliza-se da krigagem ordinária pontual para aferir o resultado do ajuste do modelo teórico de variograma e, conseqüentemente, da estimativa realizada.

O princípio básico da validação cruzada é comparar a estimativa de um ponto cujo valor da variável de interesse é conhecido. Para a validação cruzada o ponto a ser testado é mascarado, retirado da base de dados, não influenciando na krigagem.

Os passos seguintes são calcular o erro associado à estimativa e construir um diagrama de dispersão comparando  $Z^*(x)$  e  $Z(x)$ .

O erro quadrático médio da estimativa é obtido por:

$$\bar{e} = \sqrt{\frac{1}{n} \sum_{i=1}^n [Z^*(x_i) - Z(x_i)]^2} \quad (39)$$

#### 4.9 Modelagem Tridimensional Digital de Corpos Geológicos

A modelagem tridimensional digital de um corpo de minério tem por objetivos principais a delimitação de um volume (Houlding, 1994) e o melhor entendimento de sua geometria.

Definido o volume no corpo geológico, pode-se calcular o valor médio de uma variável de interesse e a incerteza associada.

Os atuais sistemas de modelagem tridimensional de corpos de minério, utilizam dois métodos:

- modelagem tipo “fatia serial”; e
- modelagem tipo “fatia interligada”.

O método de modelagem em “fatias seriais” consiste em gerar áreas de influência contíguas a um perfil geológico gerando assim volumes que serão interligados através de triangulações entre perfis vizinhos, resultando em corpo tridimensional com volume conhecido.

Já no método de modelagem por “fatias interligadas” os perfis geológicos são interligados diretamente uns aos outros resultando, também através de triangulações, em corpos tridimensionais.

Um elemento essencial aos sistemas de modelagem tridimensional é a habilidade de visualizar os modelos geológicos e armazenar dados geológicos. Em um primeiro momento, tal visualização é realizada durante a criação e verificação de modelos geológicos tridimensionais garantindo que sejam realistas e que não possuam grosseiras discrepâncias quando comparados aos dados que os originaram. Em seguida, serve como guia para engenheiros de minas desenvolverem o planejamento de lavra e as seqüências de produção (Sides, 1997).

Para a modelagem tridimensional dos tipos de minério, da Mina de Capanema, utilizou-se os *softwares* DATAMINE, VULCAN E LYNX em ambientes operacionais UNIX e WINDOWS NT.

O modelo tridimensional foi elaborado com seções feitas a partir dos furos de sonda, na escala 1:2000, em papel, através do método convencional de interpretação.

Ressalta-se que esta interpretação foi feita pelo geólogo José Sálvio Massahud, funcionário da Minas da Serra Geral e responsável pelo Departamento de Geologia desta empresa.

Estas seções foram então digitalizadas por meio do DATAMINE. Converteu-se os desenhos resultantes, do formato DATAMINE (\*.dm) para um arquivo *ASCII*, mantendo a estrutura original do arquivo.

O passo seguinte foi a importação destes arquivos para o *software* VULCAN, através da interface de importação do próprio sistema.

As seções foram salvas como *layers* no VULCAN e exportadas no formato DXF, geo-referenciado, do AUTOCAD para serem por fim importadas para o *software* LYNX.

Neste *software* as seções foram editadas e compostas em volumes, atribuindo-se áreas de influência a seus planos anterior e posterior (respectivamente *backplane* e *foreplane*), ou seja o modelamento foi realizado pelo método das “fatias seriais”.

Após esta edição os volumes gerados foram integrados uns aos outros resultando nos corpos de minério tridimensionais que podem ser visualizados nas Figuras 14 A e B.

## 5. Apresentação e Discussão dos Resultados Obtidos

### 5.1 Análise Estatística Univariada

Os resultados da análise estatística univariada encontram-se relacionados nas Tabelas 10 e 11, respectivamente para os furos de *rockdrill* e furos de sonda.

Tabela 10: Parâmetros estatísticos dos furos de *rock*.

Variável	Nº de amostras	Min	Máx	Média	Desv. Padrão	Variância
Fe	6988	31,950	67,670	59,971	5,138	26,404
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	6987	0,020	20,200	1,491	1,293	1,672
SiO <sub>2</sub>	6953	0,130	50,630	8,511	8,625	74,390
P	5575	0,009	0,229	0,068	0,033	0,001
PPC	6935	0,005	14,370	3,955	2,332	5,437

Tabela 11: Parâmetros estatísticos dos furos de sonda

Variável	Nº de amostras	Min	Máx	Média	Desv. Padrão	Variância
Fe	500	27,150	67,200	55,822	7,932	62,912
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	500	0,075	21,220	2,100	1,927	3,711
SiO <sub>2</sub>	500	0,700	55,220	13,601	12,605	158,885
P	500	0,012	0,226	0,079	0,002	0,040
PPC	500	1,074	15,230	4,035	2,424	5,875

Na Figura 15 (de A à J) estão representados os histogramas das cinco variáveis de ambas bases de dados. Nesta figura pode-se observar os parâmetros assimetria, curtose e moda.

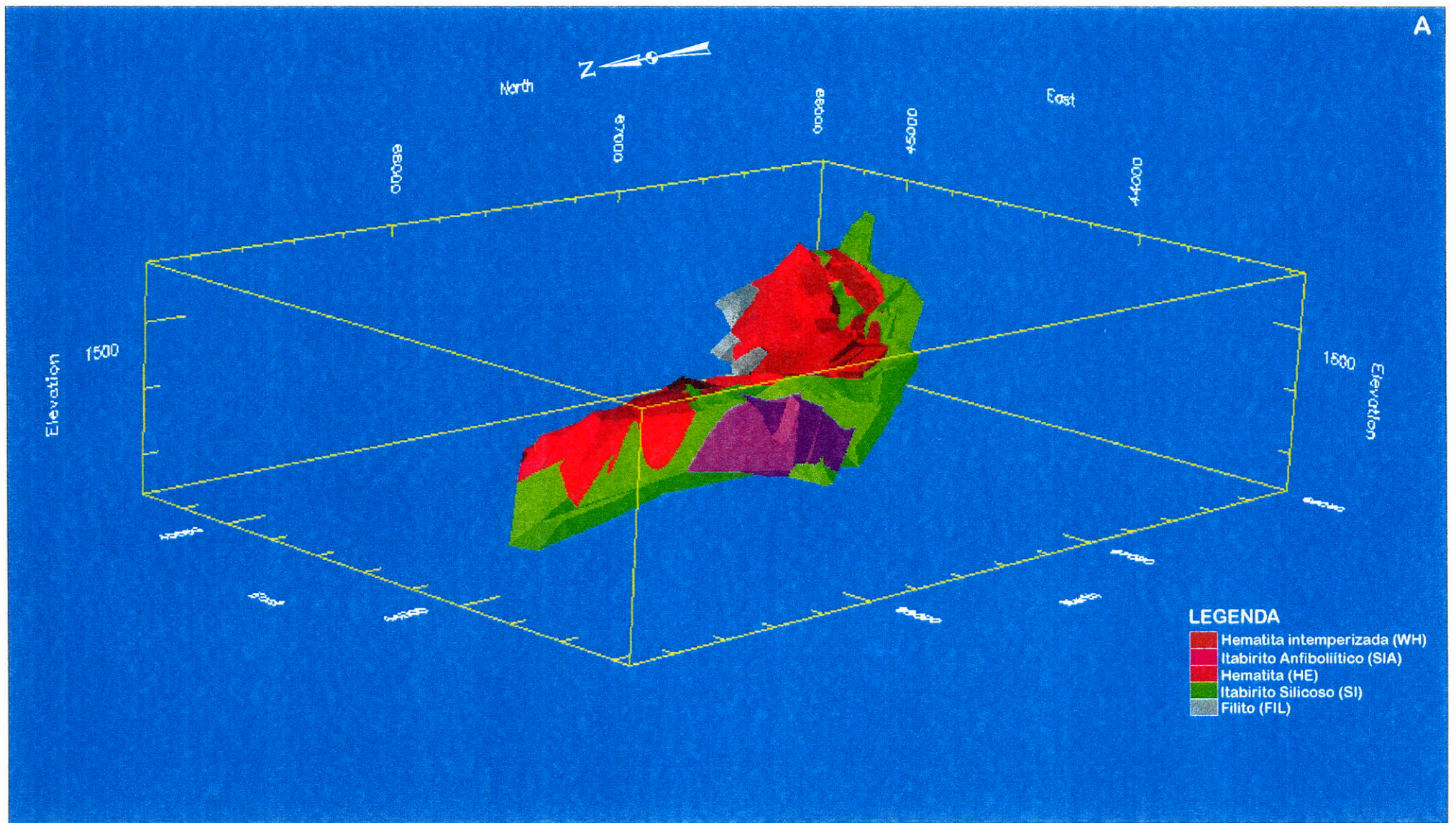


Figura. 14 A: Modelo tridimensional dos corpos de minério da Mina de Capanema, vista de NE para SW , onde pode-se observar os corpos dobrados.



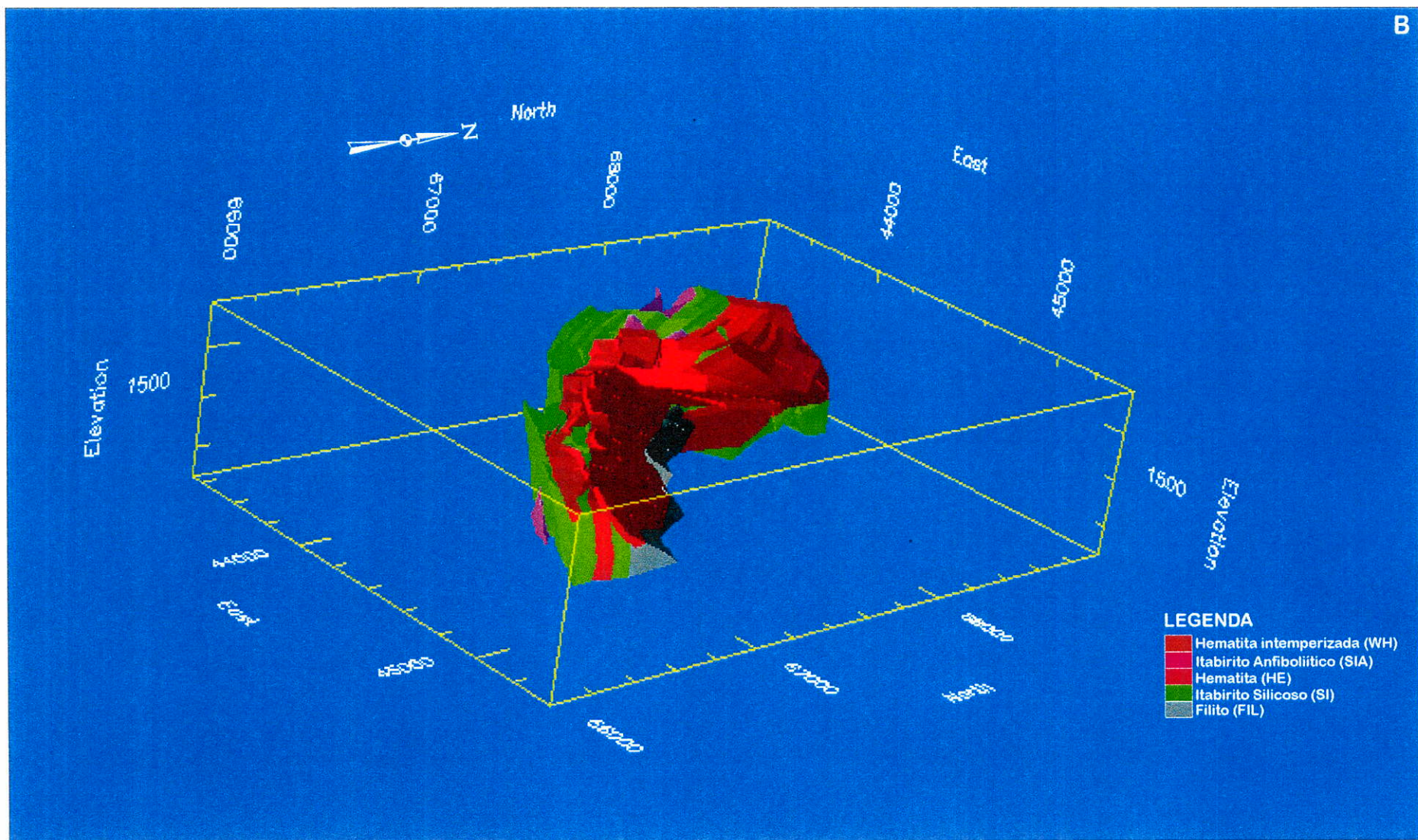


Figura: 14 B: Visada invertida do mesmo modelo tridimensional da Figura 14 A.

Pela observação dos gráficos (Figura 15) e Tabelas 10 e 11 pode-se concluir que:

a) a variável Fe apresenta uma distribuição com acentuada assimetria negativa e truncada à direita tanto para os furos de *rockdrill* como para os de sondagem. Este fato pode ser explicado através do limite estequiométrico teórico de Fe para o mineral hematita que é de 69.9%.

O histograma dos furos de sonda sugerem a presença de três populações. Uma primeira que pode ser relacionada com as rochas estéreis principalmente filitos, da Formação Batatal, que estão imediatamente sobrepostas aos itabiritos da Formação Cauê com teores na ordem de aproximadamente 30%. A segunda variando entre 36% e ~55%, correlacionáveis aos itabiritos silicosos e anfíbolíticos. Por fim a terceira classe é aquela com teores superiores a 58% representando o minério.

A presença destas populações nos furos de *rock* não é clara observando-se o histograma, porém observando-se o gráfico da curva acumulativa em escala logarítmica (Figura 16 A) é evidente a presença de duas populações distintas; uma representada pelos itabiritos silicosos e outra pelos concentrados de hematita. A primeira população citada para os furos de sonda não é vista nos furos de *rock* pois estes não foram feitos em rocha estéril;

b) a sílica possui distribuição lognormal com assimetria positiva e, a exemplo do Fe, está truncada a direita, fato também explicado pelo limite estequiométrico teórico da sílica. Observando-se ainda os histogramas vê-se que, em ambos os casos, a maioria (aproximadamente 70%) das amostras encontram-se nas três primeiras classes onde os teores ultrapassam pouco os 10 %.

Novamente, como no caso do Fe, a variável sílica mostra a presença de três populações distintas, no caso dos furos de sonda, uma primeira, a mais freqüente, onde os teores não ultrapassam os 5%, está relacionada ao minério, que pela própria constituição mineralógica de seu suposto "protominério", itabirito dolomítico, já era empobrecido em sílica;

A segunda e a terceira populações situadas acima dos 5% anteriores estão relacionadas aos itabiritos silicosos e anfíbolítico. Nota-se que a terceira população mostra uma distribuição assemelhada à normal porém truncada a esquerda.

c) a alumina tem histogramas mostrando distribuição lognormal com assimetria positiva, observando-se o gráfico de freqüência acumulativa em escala logarítmica (Figura 16 B) observa-se que ela está distribuída em uma única população embora o histograma dos furos de sonda apresentem 5 classes de valores superiores a 10% que podem ser simplesmente problemas de enviesamento da amostragem ou pontos anômalos, uma vez que esta alumina esta ligada a argilominerais.

d) assim como a sílica e a alumina, o fósforo apresenta assimetria positiva. Os teores são muito baixos não ultrapassando 0,23% para o caso dos furos de sonda e alguns poucos valores acima deste limite para os furos de *rock*, porém em ambos predominando os valores abaixo de 0,10%. Observa-se que no caso dos furos de *rock* o histograma está editado, tendo fixado o valor máximo para as classes em 0,23%, pois aproximadamente 1,8% destes valores apresentam-se acima deste teor o que resultava em um histograma com apenas uma classe visível e outras três classes extremamente pequenas que chegavam a ser imperceptíveis sem o auxílio do zoom proporcionado pelo *software* utilizado.

e) o PPC apresenta distribuição lognormal com assimetria positiva. Esta variável esta ligada principalmente à presença de água no saprólito (explica-se o termo saprólito pelo fato das rochas na mina de Capanema estarem profundamente alteradas formando um manto de intemperismo superior a 300m em alguns pontos).

Pela análise dos parâmetros variância e desvio padrão das variáveis nas Tabelas 10 e 11 observa-se que em todos os casos estes são menores nos furos de *rock*. Isto reflete a relação volume-variância uma vez que no caso dos furos de *rock* o volume da amostra é muito maior que no dos furos de sonda.

## 5.2 Análise Estatística Bivariada

As Tabelas 12 e 13 são as matrizes de correlação dos dados de furos de *rock* e de sondagem, respectivamente.

Tabela 12: Matriz de correlação das variáveis dos furos de *rockdrill*

Variável	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	PPC
Fe	1	-0,92	0,07	0,02	0,20
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,07	-0,42	1	0,05	0,77
SiO <sub>2</sub>	-0,92	1	-0,42	-0,05	-0,56
P	0,02	-0,05	0,05	1	0,09
PPC	0,20	-0,56	0,77	0,09	1

Tabela 13: Matriz de correlação das variáveis dos furos de sonda

Variável	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	PPC
Fe	1	-0,95	0,05	0,28	0,20
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,05	-0,32	1	0,24	0,62
SiO <sub>2</sub>	-0,95	1	-0,32	-0,44	-0,47
P	0,28	-0,44	0,24	1	0,73
PPC	0,20	-0,47	0,62	0,73	1

Dentre as variáveis de interesse da Mina de Capanema, as que apresentam maior coeficiente de correlação foram o Fe e sílica apresentando um coeficiente de correlação negativo superior à 90%.

Esta alta correlação encontra explicação na geologia da mina pois, como já foi exposto, a hipótese mais aceita para a gênese da jazida é o enriquecimento supérgeno do itabirito dolomítico que originalmente era pobre em sílica se comparado com os demais tipos de itabirito.

Outros dois elementos que apresentam alta correlação são o P e o PPC, com coeficientes de correlação positivos da ordem de 70%. Isto também pode ser explicado pela geologia local pois sendo o fósforo pouco solúvel, há a tendência dele concentrar em superfície e como já foi citado, o PPC, mostra principalmente a concentração de água no saprólito que é alta em superfície devido a presença de argilominerais e solo poroso.

O PPC apresenta um bom coeficiente de correlação também com a alumina, um constituinte dos argilominerais.

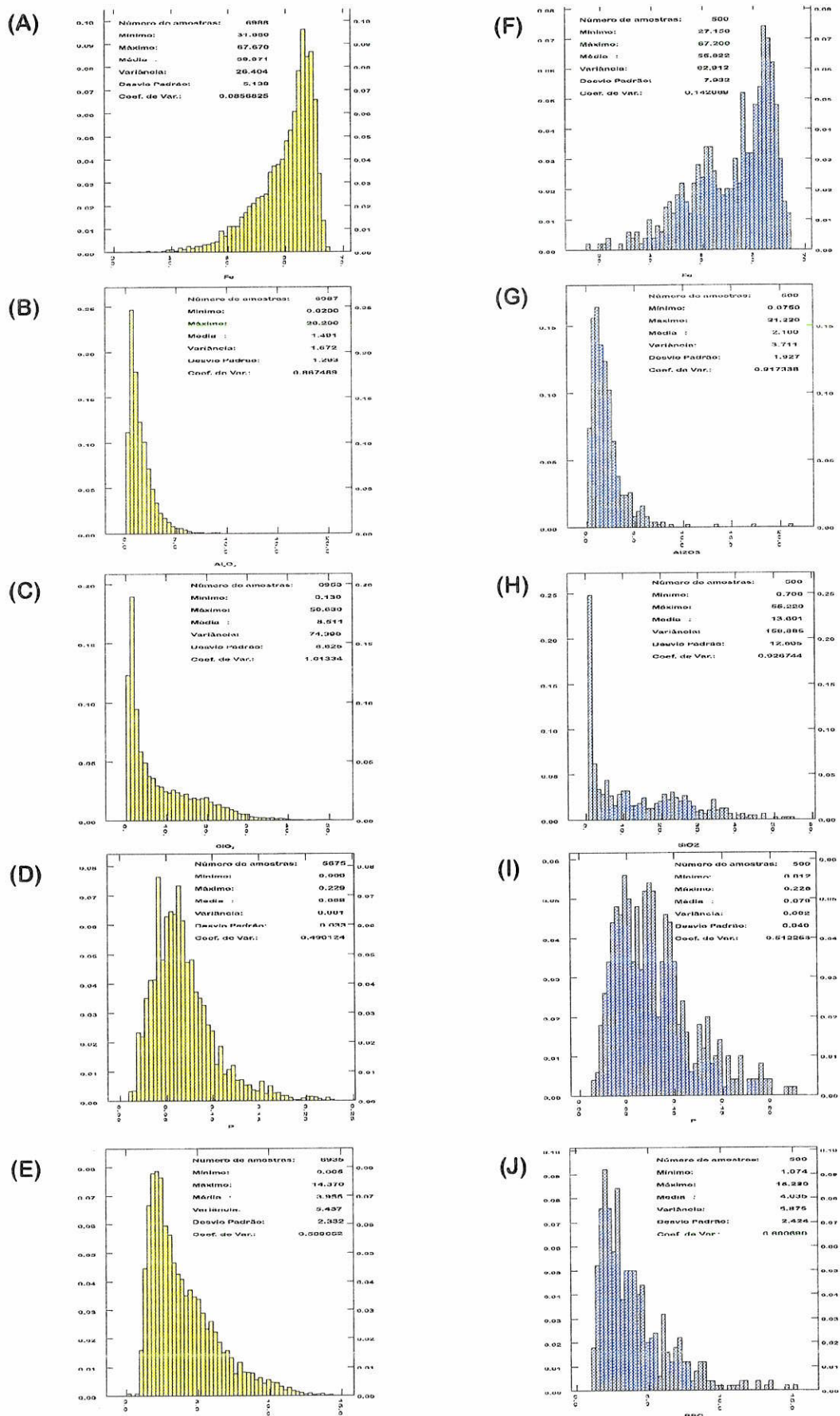


Figura 15: Histogramas para as variáveis Fe (A),  $Al_2O_3$  (B),  $SiO_2$  (C), P (D) e PPC (E) dos furos de *rockdrill* e das variáveis Fe (F),  $Al_2O_3$  (G),  $SiO_2$  (H), P (I) e PPC (J) nos furos de sonda

A sílica também apresenta correlação negativa, embora não tão expressiva quanto as anteriormente descritas, com as variáveis alumina, P e PPC para o caso das amostras dos furos de sonda. Mais uma vez esta correlação pode ser explicada através das litologias da mina.

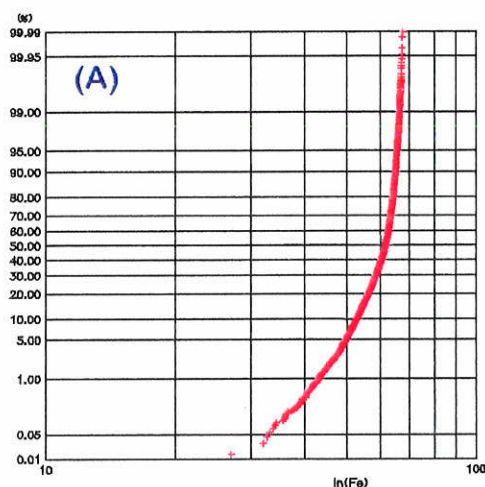


Figura 16 A: Curva de frequência acumulada em escala logarítmica da variável Fe dos furos de *rockdrill* onde pode-se observar a presença de duas populações, uma abaixo de aproximadamente 55% e a outra acima deste valor.

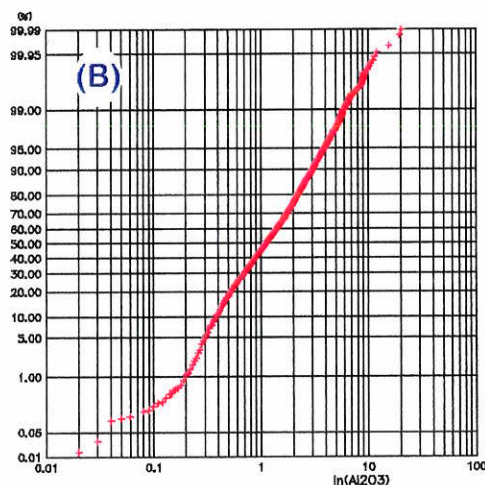


Figura 16 B: Curva de frequência acumulada em escala logarítmica da variável  $Al_2O_3$  dos furos de *rockdrill* indicando apenas uma população, observa-se ainda que existem alguns poucos valores de teor acima de 10% que podem ser enviesamento na amostragem ou pontos anômalos uma vez que esta variável está relacionada a argilominerais.

### 5.3 Análise Geoestatística

Os modelos de variogramas ajustados para a variável Fe demonstram que a variabilidade espacial na mina é fortemente controlada pelas litologias e pelas feições estruturais encontradas. Como pode-se notar, a variável em questão para a base de dados de sondagem apresenta forte anisotropia geométrica, já para a base de dados de *rockdrill* o variograma apresenta forte anisotropia zonal e geométrica.

Outro fator marcante é a diferença de variabilidades nas duas bases estudadas, sendo que o de furos de *rock* apresentam as menores variabilidades, visto que além de apresentarem um maior volume de amostragem apresentam também maior densidade de amostragem, fatores que reduzem a variabilidade.

A amplitude do variograma é maior na direção de  $134^\circ$  pois esta direção é aproximadamente a direção do eixo do sinclinal de Ouro Fino e, conseqüentemente, os

pares de pontos formados encontram-se preferencialmente em uma só litologia. Este parâmetro é menor na direção de  $44^\circ$ , pois estando perpendicular ao eixo da referida dobra, atravessa as diversas litologias que fazem parte da Formação Cauê.

O modelo ajustado nos semivariogramas para a variável  $\text{SiO}_2$  mostra que este apresenta uma forte componente de anisotropia mista. Nesse caso, variam tanto a distância máxima, quanto a variabilidade espacial para a variável, de acordo com a direção adotada. Isto mostra que as concentrações de sílica distribuem-se de modo mais ou menos estratificado de acordo com a direção. Mais uma vez, ao longo da direção de  $44^\circ$  mostra menor amplitude e maior patamar. Observa-se ainda que, nos furos de sonda, o semivariograma experimental apresenta-se estruturado até a uma distância aproximada de 70m para a direção de  $44^\circ$  e 550m para a de  $134^\circ$ , pois nesta direção houve uma maior amostragem.

A variável alumina apresenta, para os furos de *rockdrill* anisotropia mista marcante e para os furos de sonda, o semivariograma não apresenta estrutura na direção de  $44^\circ$ . A não estruturação nesta direção pode ser reflexo de uma malha de amostragem inadequada para a variabilidade deste elemento, ou seja a malha possivelmente está muito espaçada.

O fósforo também apresentou um semivariograma experimental não estruturado ao longo de uma direção que neste caso é  $134^\circ$ . Explicação semelhante à dada ao alumínio pode ser aceita para esta variável.

Ressalta-se que, em todos os semivariogramas elaborados, a feição da variância espacial ser menor nos furos de *rock* do que nos furos de sonda, pode ser observada. Explica-se esta feição da mesma maneira que para a da variável Fe, ou seja, ela decorre principalmente de dois fatores: a relação volume-variância e a mudança de escala de amostragem que para os furos de *rock* é uma malha regular de 28 metros por 28 metros por 13 metros de profundidade e para os furos de sonda é uma malha relativamente regular de 100 metros por 200 metros.

Observa-se ainda, que nos casos em que o semivariograma experimental não apresenta estruturação em uma direção, assumiu-se o modelo isotrópico para representar todas as direções.

Foram adicionadas várias estruturas aos modelos teóricos de modo a possibilitar o ajuste de modelos, principalmente com anisotropia zonal.

As Figuras 17 A e B, 18 A e B, 19 A e B, 20 A e B e 21 A e B são os variogramas experimentais e seus respectivos modelos ajustados para cada variável de interesse.

### 5.3.1 Validação Cruzada dos Ajustes dos Modelos Teóricos

Os diagramas de dispersão entre a variável medida e sua estimativa para os modelos ajustados estão apresentados na Figura 22 (de A à J), sendo 22 A e 22 B os diagramas de dispersão da variável Fe para os furos de *rockdrill* e sondagem, respectivamente; 22 C e 22 D os diagramas para a variável SiO<sub>2</sub> dos furos de *rockdrill* e sondagem, e assim sucessivamente. Na Figura 22 pode-se observar que os pontos agrupam-se preferencialmente próximos à reta 1:1, demonstrando um ajuste satisfatório dos modelos teóricos aos variogramas experimentais.

Os coeficientes de correlação calculados entre as variáveis reais e suas estimativas são todos próximos aos 70% e confirmam o que foi observado nos diagramas de dispersão da Figura 22.

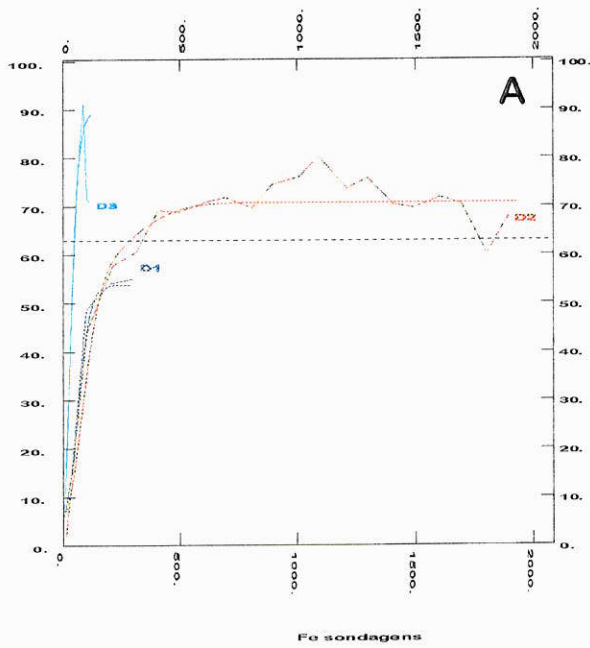
Os parâmetros utilizados para o cálculo da krigagem pontual, na validação cruzada, são exatamente os mesmos daqueles utilizados para a realização de krigagem de blocos. Visto isso assume-se que o erro calculado na estimativa da validação cruzada pode ser tomado como parâmetro de aferição das estimativas utilizadas para o cálculo dos recursos da mina.

A Tabela 14 apresenta o erro quadrático médio calculado para cada variável de interesse nos dados de sondagem e nos de *rockdrill*. Comparando-se o erro obtido para cada variável dos dois conjuntos, observa-se que os erros são sistematicamente menores nos furos de *rockdrill*. Os erros menores nas estimativas de *rockdrill* são devidos a dois fatores principais, que são: maior quantidade de dados em uma malha menos espaçada e maior volume amostrado.

Tabela 14: Erro quadrático médio para as variáveis de interesse nos furos de *rockdrill* e de sonda

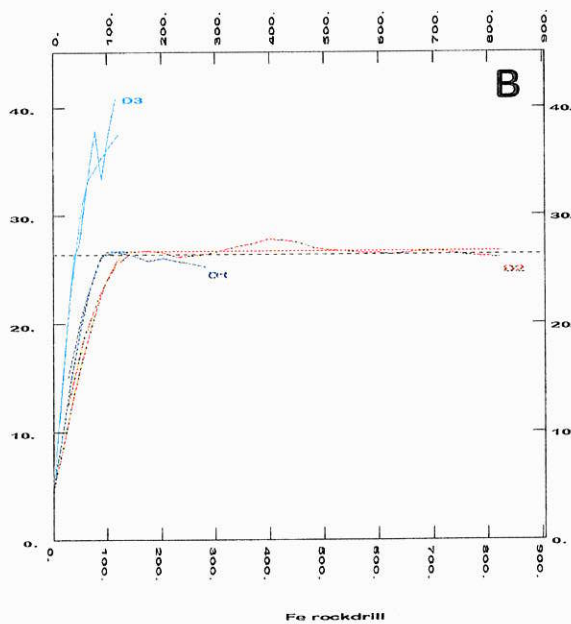
Erro Quadrático Médio	Fe	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	P	PPC
<i>Rockdrill</i>	3,795	0,956	5,574	0,025	1,366
Sondagens	4,883	1,506	6,838	0,027	1,521





### Ajuste Variográfico

- S1 - Efeito Pepita: 6,0000
- S2 - Modelo Gaussiano - Amplitude = 64,4489 m  
Patamar = 47,8000
- S3 - Modelo Gaussiano - Amplitude = 557,4489 m  
Patamar = 17,0000
- S4 - Modelo Gaussiano - Amplitude = 104,4489 m  
Patamar = 36,0000



### Ajuste Variográfico

- S1 - Efeito Pepita: 4,2074
- S2 - Modelo Esférico - Amplitude = 68,6600 m  
Patamar = 22,5116
- S3 - Modelo Esférico - Amplitude = 185,4703 m  
Patamar = 12,8127

Figura 17: Variogramas experimentais da variável ferro (Fe) e seus respectivos modelos teóricos ajustados. (A) furos de sonda e (B) furos de *rockdrill*.

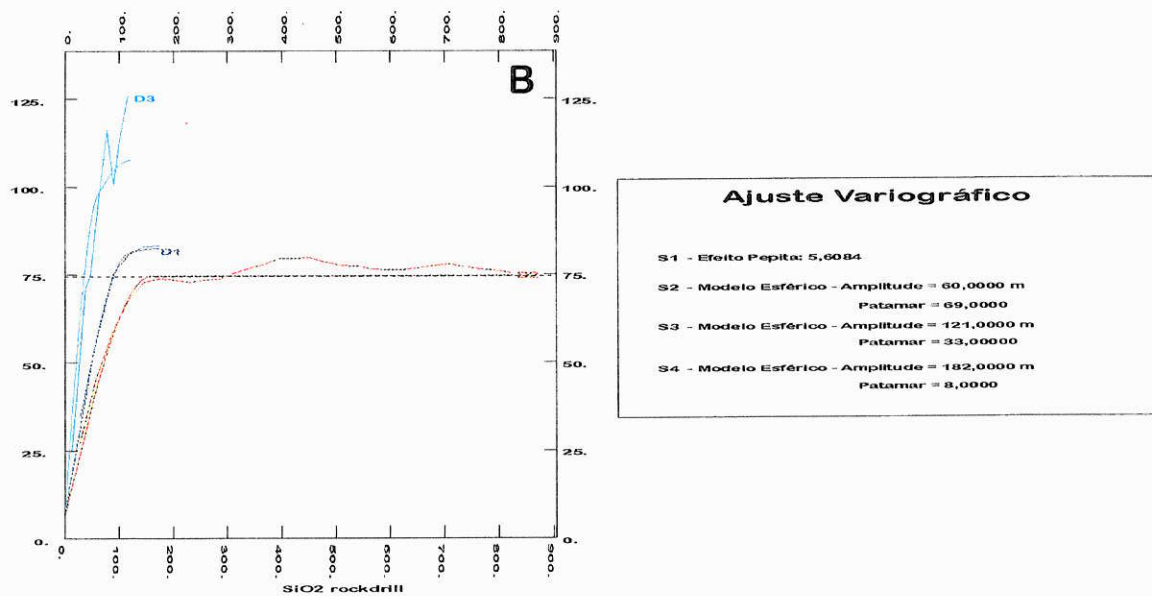
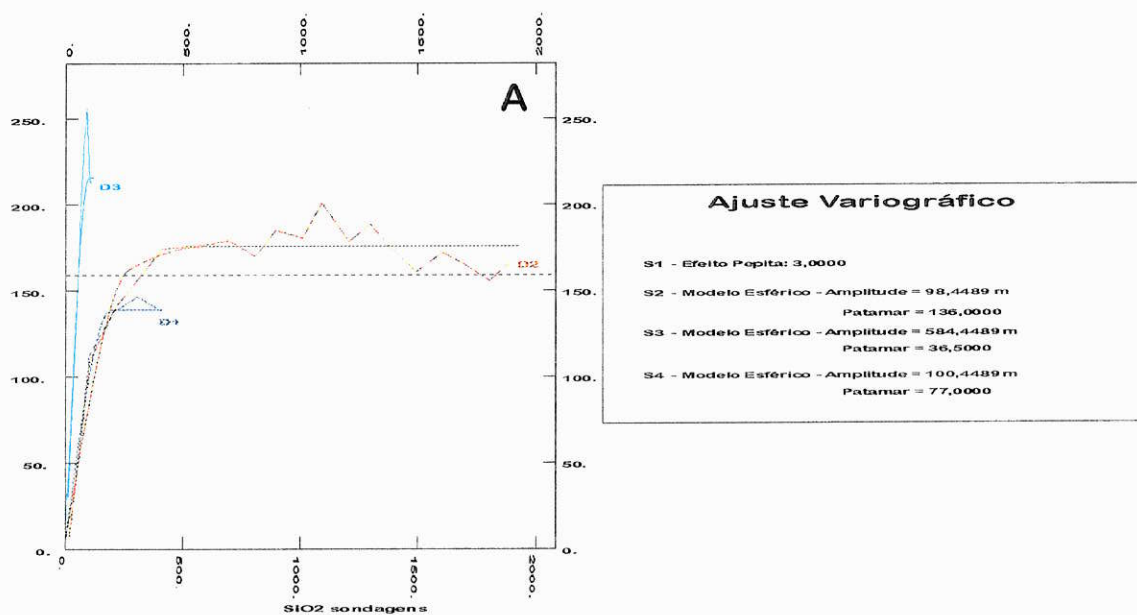
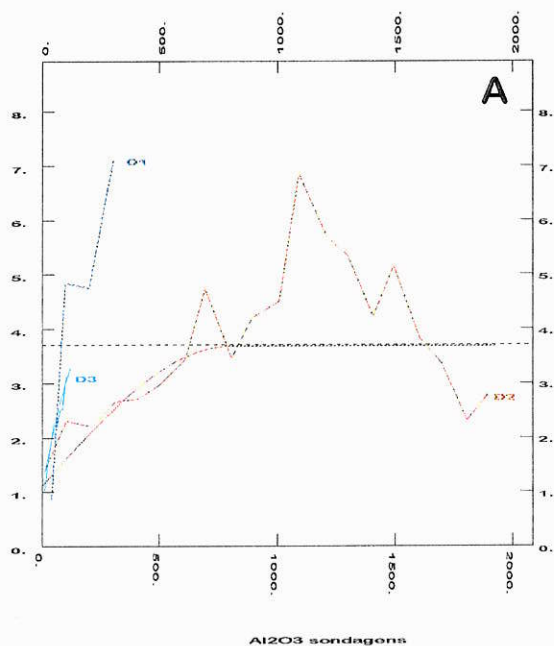


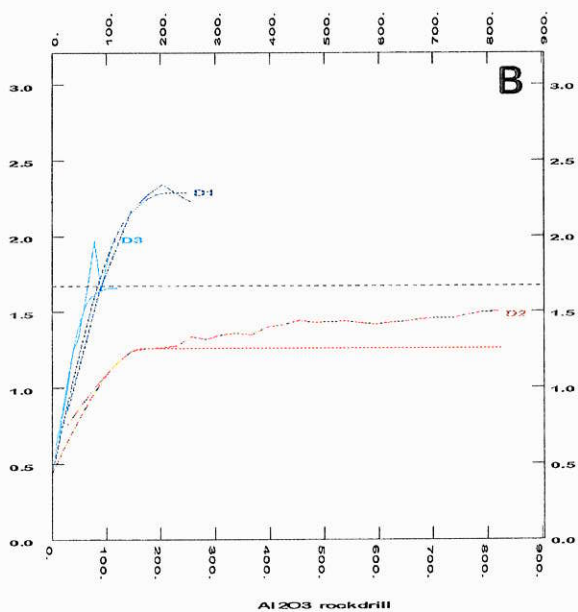
Figura 18: Variogramas experimentais da variável sílica ( $\text{SiO}_2$ ) e seus respectivos modelos teóricos ajustados. (A) furos de sonda e (B) furos de *rockdrill*.



#### Ajuste Variográfico

S1 - Efeito Pepita: 1,1115

S2 - Modelo Esférico - Amplitude = 185,4489 m  
Patamar = 2,5700



#### Ajuste Variográfico

S1 - Efeito Pepita: 0,4318

S2 - Modelo Esférico - Amplitude = 72,0000 m  
Patamar = 0,8278

S3 - Modelo Esférico - Amplitude = 110,0000 m  
Patamar = 0,4000

S4 - Modelo Esférico - Amplitude = 212,0000 m  
Patamar = 1,0300

Figura 19: Variogramas experimentais da variável alumina ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) e seus respectivos modelos teóricos ajustados. (A) furos de sonda e (B) furos de *rockdrill*.

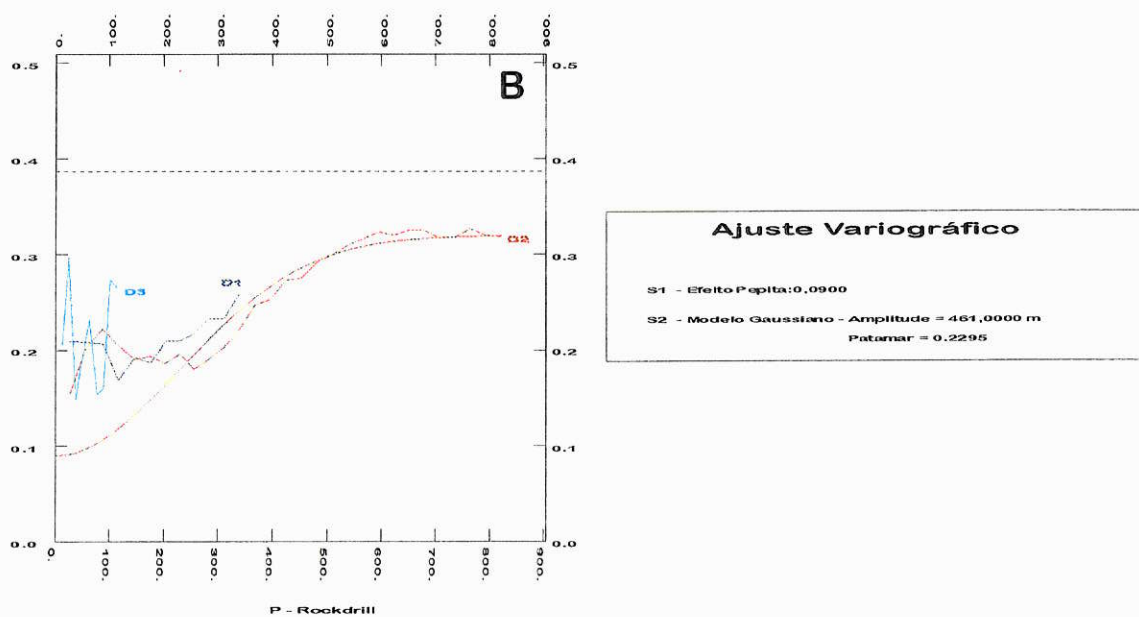
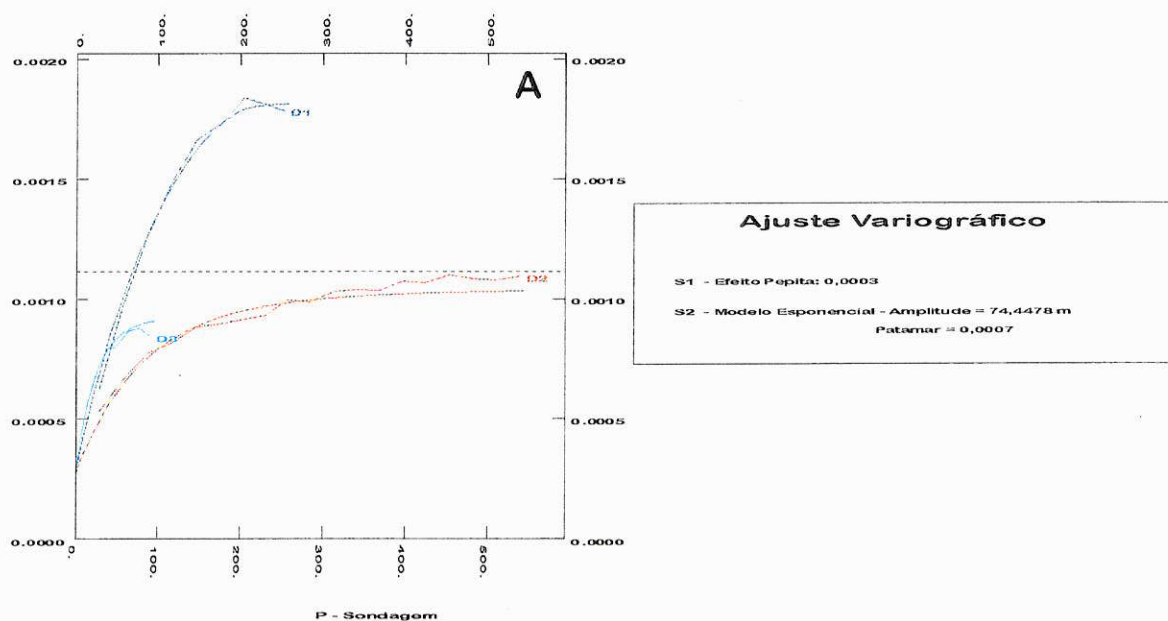


Figura 20: Variogramas experimentais da variável fósforo (P) e seus respectivos modelos teóricos ajustados. (A) furos de sonda e (B) furos de *rockdrill*.

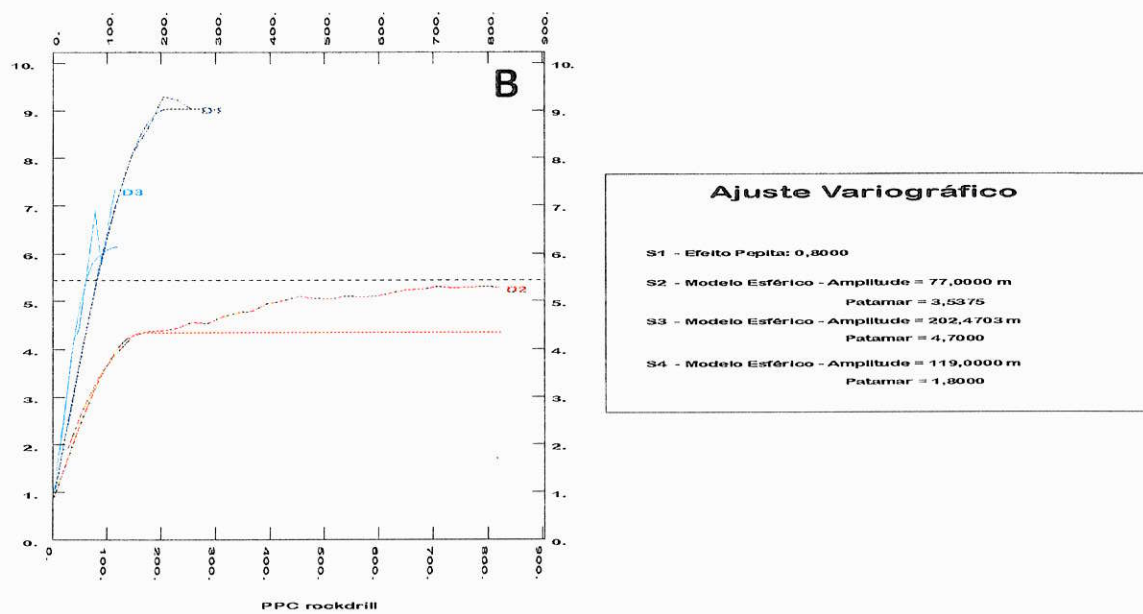
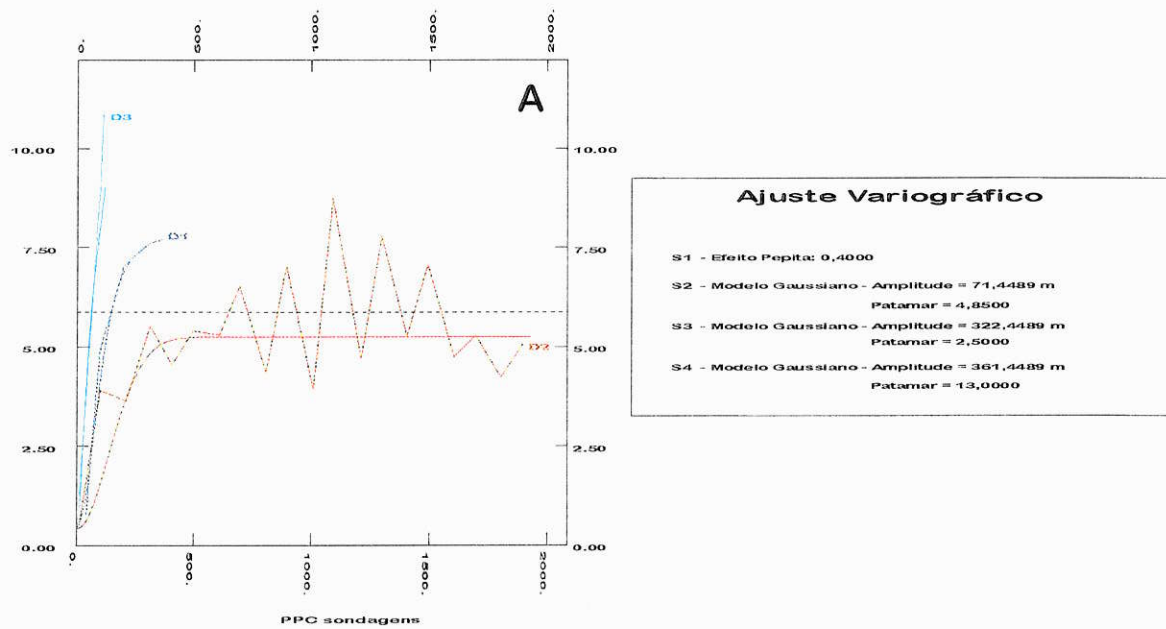


Figura 21: Variogramas experimentais da variável perda por carbonização (PPC) e seus respectivos modelos teóricos ajustados. (A) furos de sonda e (B) furos de *rockdrill*.

## 5.4 Interpolação e Estimativas dos Teores

As estimativas dos teores das variáveis da Mina de Capanema foram realizadas por dois métodos computacionais, o Inverso da Potência da Distância e a Krigagem Ordinária.

### 5.4.1 Interpolação pelo Inverso da Potência da Distância

Conforme citado anteriormente na realização desta estimativa foram construídos dois modelos de blocos tridimensionais respeitando-se a malha de amostragem de cada uma das bases de dados, já mencionadas.

Novamente aqui ressalta-se que no conjunto de dados de *rockdrill* utilizou-se apenas uma amostra próxima na interpolação pois a densidade de informações é muito alta.

A partir dos resultados obtidos nas interpolações foram geradas imagens dos blocos estimados para as variáveis Ferro e Sílica em cinco bancadas, escolhidas de modo a representar posições da mina que mostrem os limites inferior e superior dos dados, bem como de sua porção intermediária.

A Figura 23 mostra o modelo de blocos tridimensional utilizado para os furos de *rockdrill*, onde destacam-se, em azul, as bancadas representadas como imagens (Anexo 1) e em verde as bancadas onde houve interpolação de teores, porém as bancadas não estão representadas por imagens. Já a Figura 24 representa o modelo tridimensional de blocos dos furos de sonda com as bancadas destacadas em azul sendo aquelas apresentadas como imagens (Anexo 1) e as em verde as interpoladas e não representadas naquele anexo. As Figuras A1 (A e B); A2 (A e B); A3 (A e B); A4 (A e B) e A5 (A e B) representam a distribuição dos teores dos referidos elementos estimados, com base nos dados de furos de *rockdrill* nas bancadas cujos pés estão nas cotas de 1452m, 1504m, 1543m, 1582m, e 1634m, respectivamente.

Já as Figuras A6 (A e B), A7 (A e B) e A8(A e B) mostram as distribuições dos teores interpolados a partir dos dados de sondagem, também para os elementos Fe e SiO<sub>2</sub> nas bancadas de cota 1452m, 1504m e 1543m.

Para os furos de sonda representou-se apenas estas três bancadas devido ao domínio da amostragem estar limitado um pouco acima e um pouco abaixo destas cotas.

Pode-se observar nestas figuras a distribuição espacial destes elementos ao longo das bancadas da mina e ainda a alta correlação negativa existente entre estas duas variáveis, pois nas regiões onde foram estimados altos valores de Fe estimou-se baixos valores de SiO<sub>2</sub> e vice e versa.

#### 5.4.2 Estimativa por Krigagem Ordinária

Nas estimativas por Krigagem Ordinária foram utilizados os mesmos modelos de blocos tridimensionais construídos para as estimativas por IPD cujos parâmetros podem ser vistos nas Tabelas 8 e 9.

Os parâmetros de vizinhança definidos para a realização das estimativas por este método são os mesmos utilizados para a estimativa por IPD porém com uma diferença: os blocos sofreram discretização de 2x2x2.

Justifica-se a discretização dos blocos para um método e não para o outro pela limitação do *software* utilizado, no caso o Isatis, que a permite para interpolações pelo método de Krigagem Ordinária e não o faz para o Inverso da Potência da Distância.

Assim como na interpolação por IPD os resultados das variáveis Fe e SiO<sub>2</sub>, obtidos em cinco bancadas (cotas de 1452m, 1504m, 1543m, 1582m e 1634m) também foram convertidos para imagens.

Estas imagens são as apresentadas nas Figuras A9 à A13 (A e B) para as interpolações feitas a partir da base de dados de furos de *rockdrill* e nas Figuras de A14 à A16 (A e B) para as feitas com base nos furos de sonda, todas apresentadas no Anexo 1.

Do mesmo modo que nas interpolações feitas por IPD para os furos de sonda aqui também somente serão representadas três bancadas, as das cotas de 1452m, 1504m e 1543m, pois estas coincidem com aquelas elaboradas para a interpolação de *rockdrill* e estão dentro dos limites do domínio de amostragem dos furos de sonda.

## 5.5. Avaliação dos Recursos/Reservas da Mina de Capanema

Os recursos/reservas minerais foram calculados para as duas bases de dados existentes utilizando-se a equação:

$$R_B = V_B \cdot d \cdot T_B$$

onde:  $R_B$  é o recurso/reserva do bloco,

$V_B$  é o volume do bloco,

$d$  é a densidade aparente do minério, e

$T_B$  é o teor estimado para cada bloco

Os recursos/reservas totais foram calculados como a somatória dos recursos de cada bloco do modelo de blocos.

### 5.5.1 Obtenção dos resultados

Os dados gerados no *Isatis* foram exportados no formato *ASCII* como uma tabela contendo as coordenadas X, Y e Z dos centróides dos blocos mais as variáveis interpoladas para cada bloco.

Estas tabelas foram então convertidas para *Excel* onde realizou-se a separação e eliminação dos blocos não amostrados e dos blocos com os teores dos elementos considerados contaminantes, acima do corte "máximo", ou seja, teores máximos permitidos para os contaminantes, e ainda todos os cálculos e da avaliação propriamente dita.

Ressalta-se que os teores de corte e de densidade aparente utilizados foram coletados a partir de relatórios obtidos junto a empresa Minas da Serra Geral S/A.

Uma vez realizada a separação dos teores considerados como sendo de minério, calculou-se o volume de cada bloco multiplicando-se as dimensões de seus eixos.

A densidade média do depósito foi calculada como sendo a média aritmética das densidades aparentes dos diversos tipos de minério presentes na mina.

Ao volume de cada bloco calculado multiplicou-se, então, a densidade aparente média da mina e os teores interpolados, obtendo-se assim os recursos de cada bloco individual.



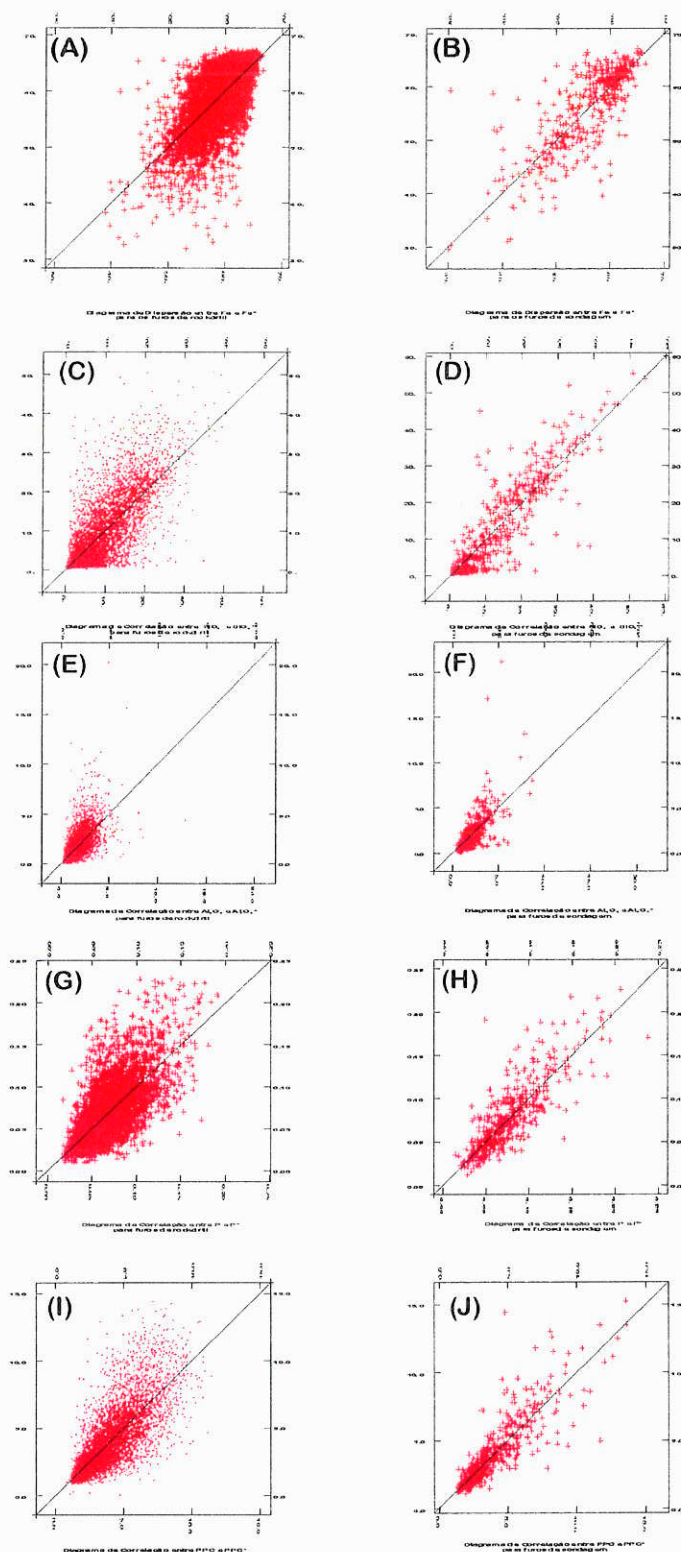


Figura 22: Validação cruzada dos modelos teóricos ajustados aos variogramas experimentais representada pelos diagramas de dispersão entre a variável e sua estimativa, onde (A) é o diagrama entre as variáveis Fe e Fe\* das amostras de *rockdrill*; (B) é o diagrama de dispersão para a mesma variável porém para as amostras de sondagem; (C) para a sílica no *rockdrill*; (D) sílica na sondagem; (E) alumina no *rockdrill*; (F) a mesma variável amostrada na sondagem; (G) fósforo nas amostras de *rockdrill*; (H) idem para a sondagem; (I) variável PPC do *rockdrill* e, por fim (J) PPC das amostras de sondagem.

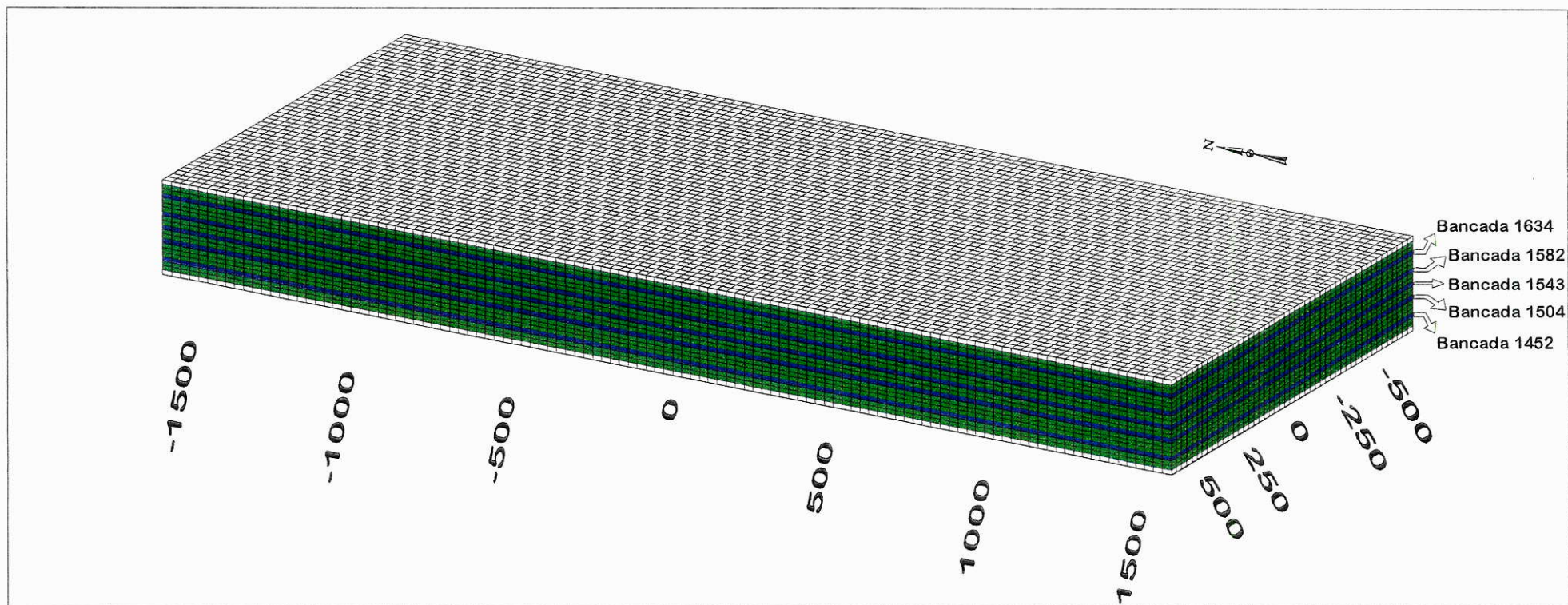


Figura 23: Grid tridimensional elaborado para os furos de rockdrill onde as "células" coloridas de azul são aquelas representadas nas Figuras de A 1 à A 5 (A e B) e de A 9 à A 13 (A e B), as preenchidas por verde são as interpoladas e não representadas e as em branco são as não interpoladas.

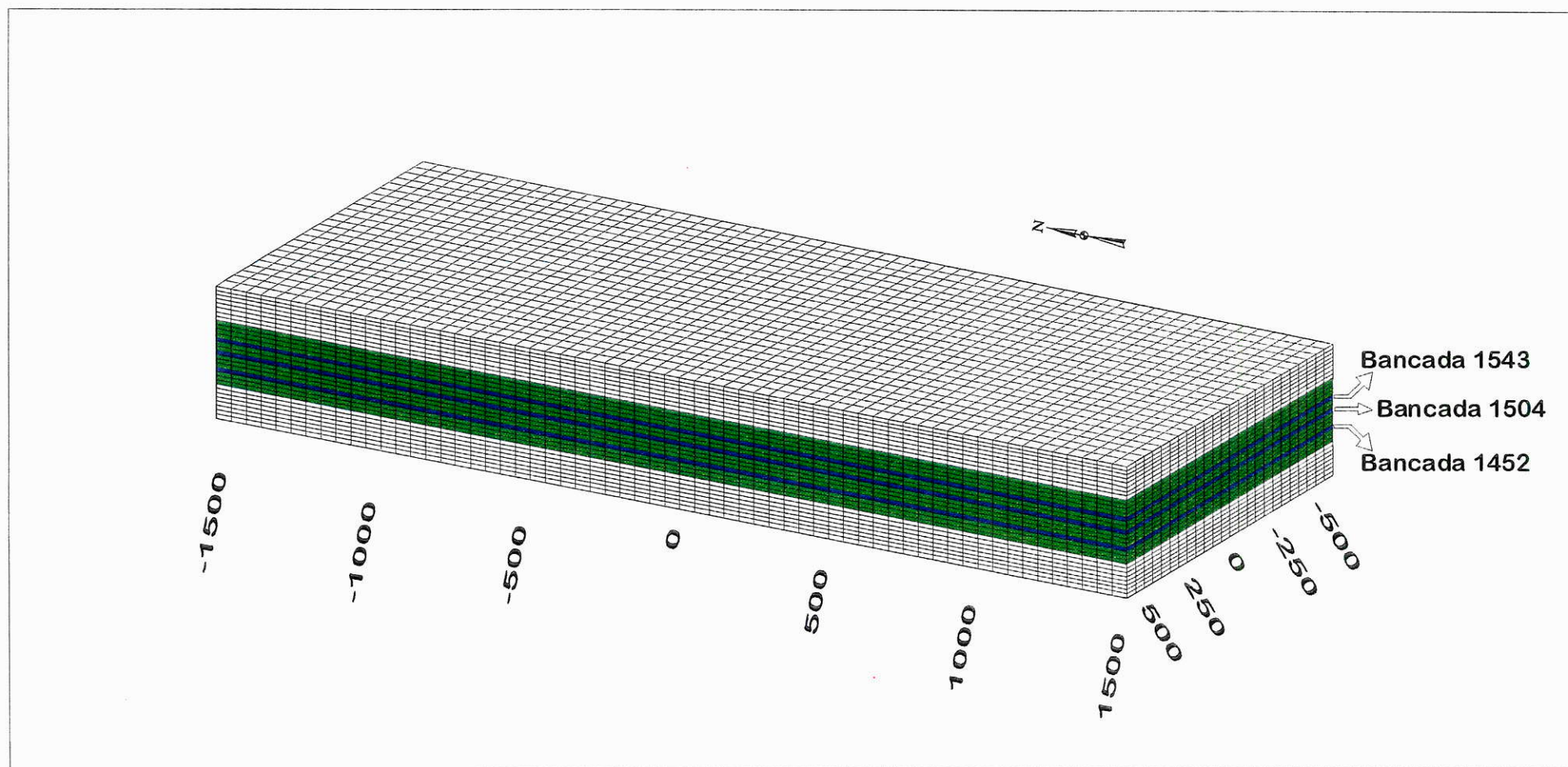


Figura 24: Grid tridimensional elaborado para os furos de sondagem onde as células coloridas de azul são aquelas representadas nas Figuras de A 6 à A 8 (A e B) e de A 14 à A 16 (A e B), as preenchidas por verde são as interpoladas e não representadas e as em branco são as não interpoladas.

Os recursos totais da Mina de Capanema foram obtidos através da soma dos recursos avaliados em cada bloco.

### 5.5.2 Parâmetros para o Cálculo dos Recursos/Reservas

O teores de corte utilizados no cálculo dos recursos da Mina de Capanema são os apresentados na Tabela 15. Observa-se que os teores de corte definidos foram aplicados para as duas bases de dados.

Tabela 15: Teores de Corte máximos utilizados no cálculo dos recursos da Mina de Capanema.

Variável	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P
Teor de Corte Máximo	11,90%	2,20%	0,09%

O volume de cada bloco utilizado, nestes cálculos, foi de 10.399,80 m<sup>3</sup> no caso dos furos de *rockdrill* e de 130.000 m<sup>3</sup> para os furos de sonda.

A densidade aparente média do depósito foi igual a 2,544 g/cm<sup>3</sup>.

Justifica-se a utilização da densidade aparente média do depósito e não a densidade aparente de cada tipo de minério pois os mesmos são definidos não só pelos teores mas também visualmente, logo esta informação foi "perdida" no momento que a interpolação foi realizada.

Os resultados obtidos estão apresentados nas Tabelas 16 e 17 que mostram os recursos calculados por IPD e KO, furos de *rockdrill* (Tabela 16), furos de sonda (Tabela 17), e ainda os teores médios obtidos para cada uma das variáveis analisadas.

Tabela 16: Cálculo dos recursos medido/indicado para a base de dados de furos de *rockdrill* cujos blocos foram estimados pelos métodos do Inverso da Potência da Distância e Krigagem Ordinária.

Método de Estimativa	Recurso (ton.)	Fe(%)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	SiO <sub>2</sub> (%)	P(%)	PPC(%)
IPD	139.031.146,90	62,33	1,24	5,81	0,062	3,71
KO	138.951.708,85	62,30	1,22	5,69	0,062	3,67

Tabela 17: Cálculo dos recursos medido/indicado para a base de dados de furos de sonda cujos blocos foram estimados pelos métodos do Inverso da Potência da Distância e Krigagem Ordinária.

Método de Estimativa	Recurso (ton.)	Fe(%)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	SiO <sub>2</sub> (%)	P(%)	PPC(%)
IPD	377.615.555,60	61,85	1,41	6,04	0,0694	3,81
KO	435.759.301,20	62,01	1,42	5,83	0,0692	3,79

Observando-se a Tabela 16 nota-se que para uma malha regular e densa, o caso dos furos de *rockdrill*, a interpolação e a estimativa são muito próximas. Isto decorre também da baixa variabilidade encontrada nos teores do depósito.

Já para uma malha menos densa os recursos calculados por Krigagem Ordinária são maiores do que aqueles calculados pelo Inverso da Potência da Distância pois, como pode ser observado na Tabela 17, os teores médios para a variável Fe são maiores na KO do que no IPD, indicando que por aquele método de interpolação obteve-se teores, em cada bloco, um pouco maiores.

A grande diferença entre tonelagens encontrada entre as duas bases de dados esta relacionada com o domínio amostrado, malha de amostragem, tamanho dos blocos e raios de busca para a interpolação de teores que quando maiores, como no caso da utilizada nos furos de sonda, permitem a interpolação de um número maior de blocos.

## 5.6 Controle de Teores

O controle de teores, realizado após a avaliação dos recursos da mina, teve por objetivo identificar e indicar a localização e o teor associado a cada bloco de minério. Este procedimento foi realizado apenas para os furos de *rockdrill* uma vez que sua malha de amostragem condiz com o tamanho dos blocos de lavra.

Assim como na interpolação por IPD e na estimativa por KO, foram geradas imagens dos blocos de minério de modo a representar posições da mina que mostrem bancadas situadas nos limites inferior, intermediário e superior dos dados. As Figuras A-17 à A-21 e A-22 à A-26, do Anexo 1, são as imagens geradas a partir da avaliação feita, respectivamente por IPD e KO, para as bancadas cujos pés encontram-se nas cotas de 1452 m, 1504 m, 1543 m, 1582 m e 1634 m.

Observa-se que estas imagens estão geo-referenciadas em UTM e que foi mantida a grade do modelo de blocos visando facilitar a visualização dos blocos

individualmente possibilitando, também, sua associação às imagens geradas na interpolação (Figuras A-1 à A-5) e na estimativa (Figuras A-9 à A-13).

## 6. Conclusões

Com os resultados obtidos, pode-se concluir que para a base de dados de sondagem, as interpolações e as estimativas, respectivamente, por IPD e por krigagem ordinária, resultaram em superavaliação dos recursos. Esta superavaliação deve estar relacionada ao espaçamento inadequado da malha de amostragem, considerado muito grande uma vez que a lavra é realizada em blocos de aproximadamente 28 por 28m por 13m de espessura enquanto a malha é de 100 por 200m. Dentre os resultados obtidos, a estimativa por krigagem ordinária foi a que mais se aproximou da reserva inicial da Mina de Capanema, calculada através de métodos convencionais de avaliação, quando da sua implantação, como registram os relatórios internos da empresa, de caráter sigiloso.

No caso dos dados de pó de rockdrill, cuja a malha de amostragem é mais densa e o volume amostrado é maior, a avaliação coincide com o realizado na mina, desde a sua entrada em operação até o período atual (entenda-se por atual o período até onde os dados foram coletados, ou seja, bancada de cota 1429). A semelhança entre os recursos calculados para esta base de dados confirma que para depósitos homogêneos, com baixa variabilidade, tanto o Inverso da Potência da Distância quanto a Krigagem Ordinária resultam em valores, interpolados e estimados, muito próximos.

## 7. Referências Bibliográficas

- ALKMIN, F. F.; QUADE, H.; EVANGELISTA, M. T. R. - 1988. Sobre a história da Deformação dos Metassedimentos do Supergrupo Minas e Grupo Itacolomi no Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais. UFOP/EM/DEGEO. 40p.
- ALMEIDA, F., F. M. - 1981. O Cráton do Paramirim e suas Relações com o do São Francisco e suas Faixas Marginais. Salvador. Anais...Salvador. SBG, núcleo BA
- ALMEIDA, F. F. M de & HASUI, Y. - 1984. O Pré-Cambriano do Brasil. 1. ed. São Paulo. Editora Edgard Blücher Ltda. 378p.
- ARMSTRONG, M. - 1998. Geoestatística: Avaliação de Jazidas, Planejamento de Lavra e Interface com Análise Econômico-Financeira. EPUSP, São Paulo. (apostila de curso).
- BARBOSA, A. L. M. - 1979. Variação de Fácies na Série Minas. IN Simpósio de Geologia de Minas Gerais. Geologia do Espinhaço. Diamantina, SBG. P. 89-100 (boletim 1).
- BARBOSA, A. L. M. - 1968. Contribuições Recentes à Geologia do Quadrilátero Ferrífero, Ouro Preto. Escola de Minas, 62p. (Palestra proferida na SBG, Belo Horizonte, 1968).
- BARNES, M.P. - 1980. Computer-Assisted Mineral Appraisal and Feasibility. New York, Soc. Min. Eng. 167p.
- CORDANI, U. G.; KAWASHITA, K.; MÜLLER, G.; QUADE, H.; REIMER, V.; ROESER, H. - 1980. Interpretação Tectônica e Petrológica de Dados Geocronológicos do Embasamento no Bordo Sudeste do Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais. An. Acad. Bras. Ciênc. 52(4):785-799.

- DAVIS, J.C. - 1986. Statistics and data analysis in geology. New York, John Wiley. 550p.
- DNPM ( DEP. NAC. PESQ. MIN. ) - 1986. Principais Depósitos Minerais do Brasil. V.II. Brasília. 501p.
- DORR, J. V. N. - 1969. Physiographic, Stratigraphy and Structural Development of the Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais, Brazil. Washington, DNPM/USGS. 109p. (Prof. Paper 641-A)
- DORR, J. V. N.; GAIR, J. E.; POMERENE, J. B.; REYNARDSON, G. A. - 1957. Revisão da Estratigrafia Pré Cambriana do Quadrilátero Ferrífero. Trad. A. L. M. Barbosa. Rio de Janeiro, DNPM/DFPM. 33p. (Avulso 81).
- FONSECA, M. A. - 1990. O sinclinal de Ouro Fino: análise descritiva e cinemática de um segmento do sistema Fundão, Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais. Ouro Preto. 120P. ( Dissertação de mestrado apresentada ao Departamento de Geologia da Escola de Minas - UFOP ).
- GAIR, J. E. - 1962. Geology and Ore Deposits of the Nova Lima and Rio Acima Quadrangles, Minas Gerais, Brazil. Washington, USGS. 67p. (Prof. Paper 341-A)
- GUIMARÃES, D.; MELO, S. M. G.; MELO, E. A. V. - 1966a. O Complexo do Bação. Bol. Inst. Geol. Escola Federal de Minas de Ouro Preto. 2 (1).
- HANDLEY, G.A.; LEWIS, R.W.; WILSON, I. - 1987. The collection and management of ore reserve estimation data. In: Resources and Reserves Symposium, Sydney, 1987. Proceedings...Sydney, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy. p.27-30.
- HARBAUGH, J.W.; DOVETON, J.H.; DAVIS, J.C. - 1977. Probability methods in oil exploration. New York, John Wiley. 269p.



- HOULDING, S. W. - 1994. 3D Geoscience Modeling: Computer techniques for Geological Characterization. Springer, Berlin Heidelberg New York.
- HUIJBREGTS, C. J. - 1975. Regionalized variables and quantitative analysis of spatial data. Davis, J. C. & McCullagh, M. J. ( ed. ) New York, John Wiley. 38 - 53.
- JOURNEL, A. G. & HUIJBREGTS, C. J. - 1978. Mining Geostatistics. London Academy Press. 600p.
- KIM, Y.C. - 1990. Introductory Geostatistics and Mine Planning. Tucson. The University of Arizona. 139p.
- LADEIRA, E. A. - 1980. Metallogensis of Gold at Morro Velho mine and in the Nova Lima District, Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais, Brazil. Canadá. 272p (Ph.D. thesis. Univ. Ontário).
- LADEIRA, E. A.; ROESER, H.; TOBSCHALL, H. J. - 1983. Evolução Petrogenética do Cinturão de Rochas Verdes Rio das Velhas, Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais. *In* Simpósio de Geologia de Minas Gerais. SBG Belo Horizonte (3).
- MASSAHUD, J. S. - 1996. Reservas de Minério da Mina de Capanema (MG). Santa Bárbara. Minas da Serra Geral S/A. (relatório interno)
- MASSAHUD, J. S. & VIVEIROS, J. F. M. - 1983. Geology of Capanema iron ore deposit: A review. *In*: Simpósio sobre minério de ferro da Fundação Carl Duisberg. Belo Horizonte.
- MILLER, R. L. & KAHN, J. S. - 1962. Statistical Analysis in the Geological Sciences. John Wiley and Sons, Inc., NY. 483p.
- OLEA, R. A. - 1991. Geostatistical Glossary and Multilingual Dictionary. Oxford University Press. 175p.

- PANNATIER, Y. - 1994. MS-WINDOWS Programs for Exploratory Variography and Variogram Modeling in 2D. In "Statistics of Spatial Processes: Theory and Applications. Bary. Italy.
- PHILIP, G.M. & WATSON, F. - 1987. How ore deposits can be overestimated through computational methods. In: Resources and Reserves Symposium, Sydney, 1987. Proceedings...Sydney, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy. p. 49-58.
- ROESER, H.; MÜLLER, G.; TOBSCHALL, H. J. - 1980. Petrogênese dos Esteatitos do Sudeste do Quadrilátero Ferrífero. IN XXXI Cong. Bras. Geol. Camboriú. 1980. Anais...Camboriú, SBG, v 4, p. 2230-2245.
- ROYLE, A. G. - 1979. Why Geostatistics?. Eng. & Min. J., 180(5): 92 - 101.
- SIDES, E. J. - 1997. Geological Modeling of Mineral Deposits for Prediction in mining. Geologische Rundschau. v.86, 2.
- SIMMONS, G. E. & MAXWELL, C. H. - 1961. Grupo Tamanduá da Série Rio das Velhas. Rio de Janeiro, DNPM/DGM. 30p. (boletim 211).
- SPIEGEL, M.R. - 1967. Estatística. São Paulo, McGraw Hill. 580p.
- VALLÉE, M. & CÔTE, D. - 1992. The Guide to Evaluation of Gold Deposit Evaluation and Reserve Inventory Practices. CIM Bull., 85(957): 50-61.
- WACKERNAGEL, H. - 1995. Multivariate Geostatistics: an introduction with applications. Springer, Berlin Heidelberg New York. 256p.
- YAMAMOTO, J. K. & ROCHA, M. M. - 1999. Análise Geoestatística Estatística *In* : Yamamoto, J. K. - 1999. Avaliação e Classificação de Reservas Minerais. Cap. 4. (*Inédito*)

YAMAMOTO, J. K. - 1999. Análise Geoestatística Estatística *In* : Yamamoto, J. K. – 1999. Avaliação e Classificação de Reservas Minerais. Cap. 6. (*Inédito*)

## ANEXO 1

## Fe Estimado por IPD Bancada 1452

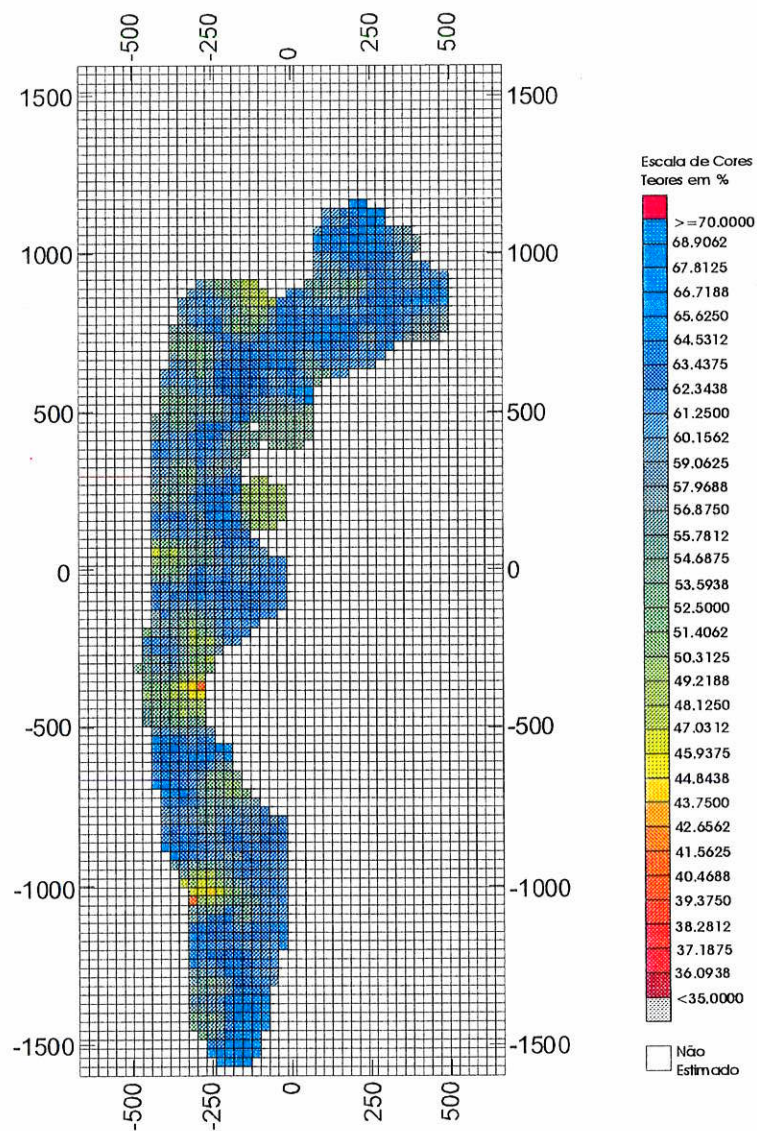


Figura A1 A: Imagem dos teores interpolados, para a variável Fe das amostras de *rockdrill*, por IPD mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1452m.

## Si Estimado por IPD Bancada 1452

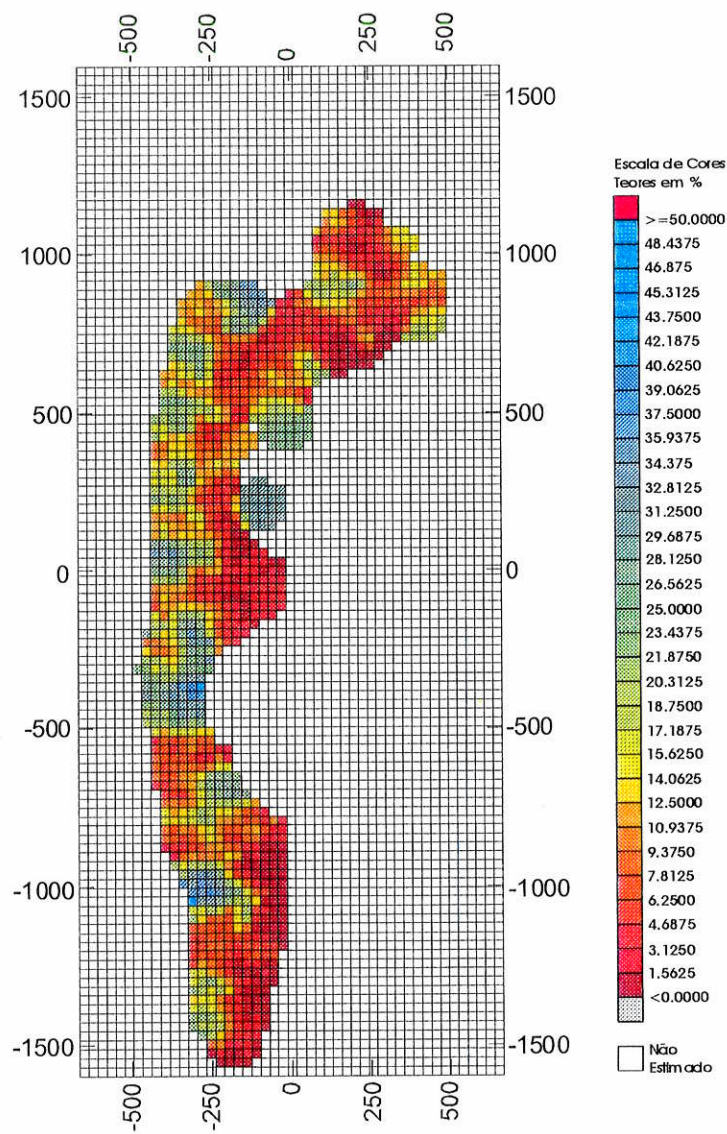


Figura A1 B: Imagem dos teores interpolados, para a variável SiO<sub>2</sub> das amostras de *rockdrill*, por IPD, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1452m.

## Fe Estimado por IPD Bancada 1504

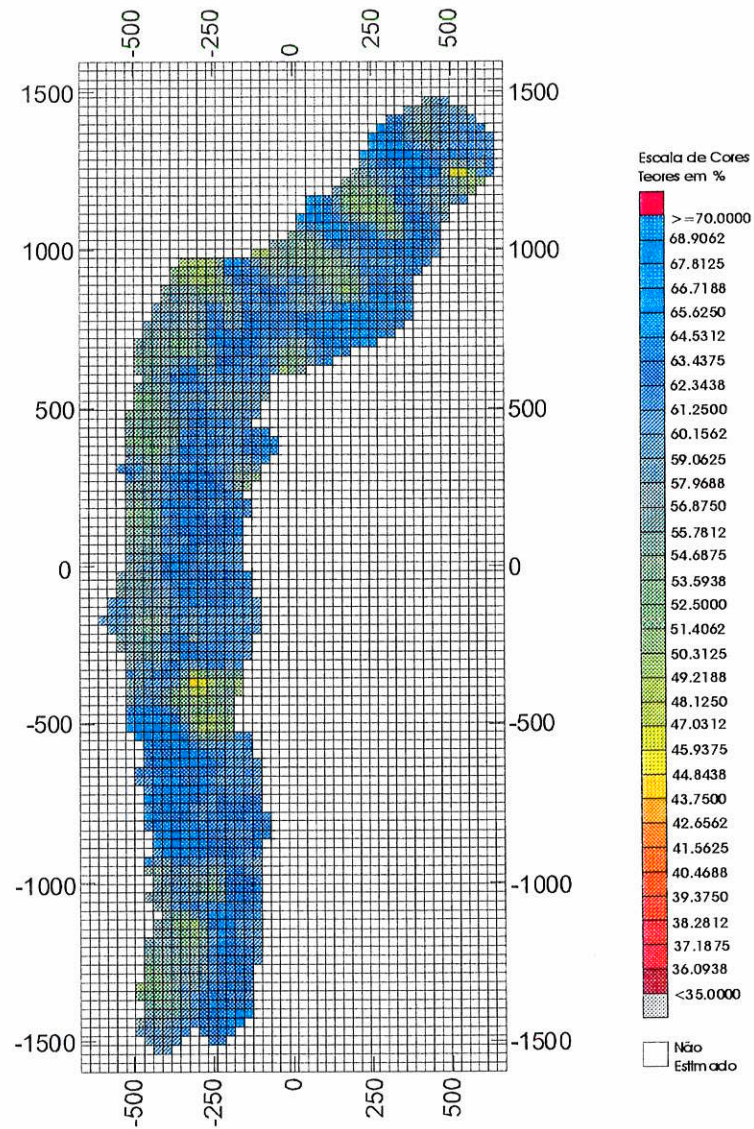


Figura A2 A: Imagem dos teores interpolados, para a variável Fe das amostras de *rockdrill*, por IPD, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1504m.

## Si Estimado por IPD Bancada 1504

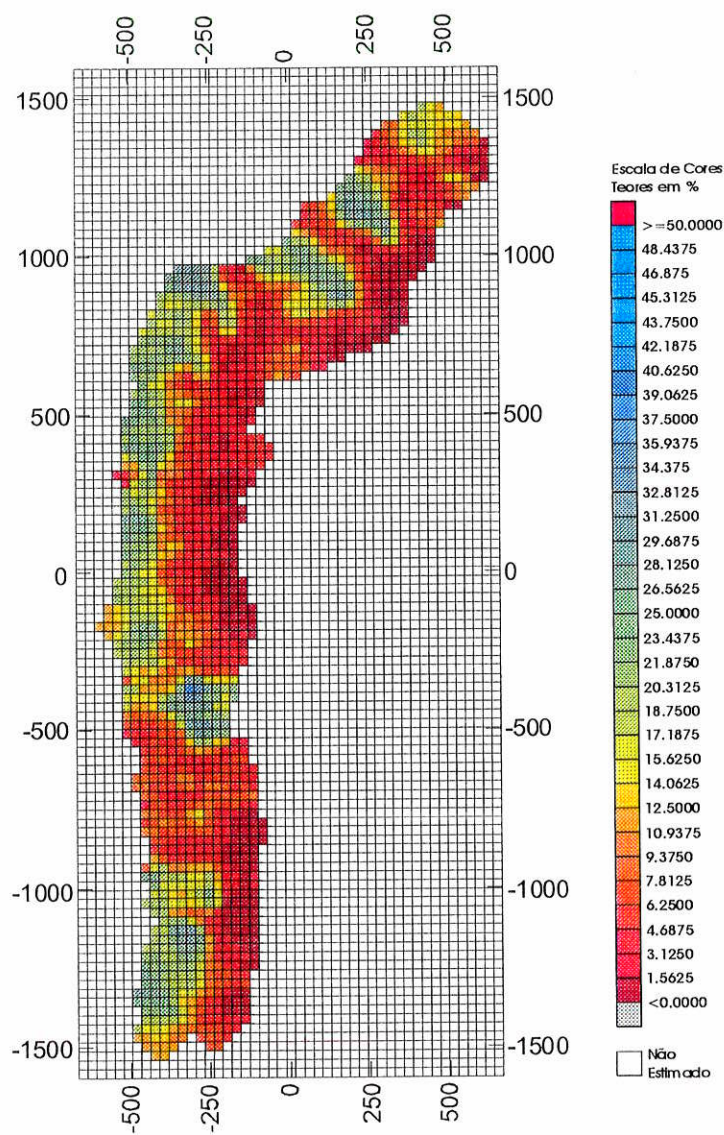


Figura A2 B: Imagem dos teores interpolados, para a variável  $\text{SiO}_2$  das amostras de *rockdrill*, por IPD, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1504m.



## Fe Estimado por IPD Bancada 1543

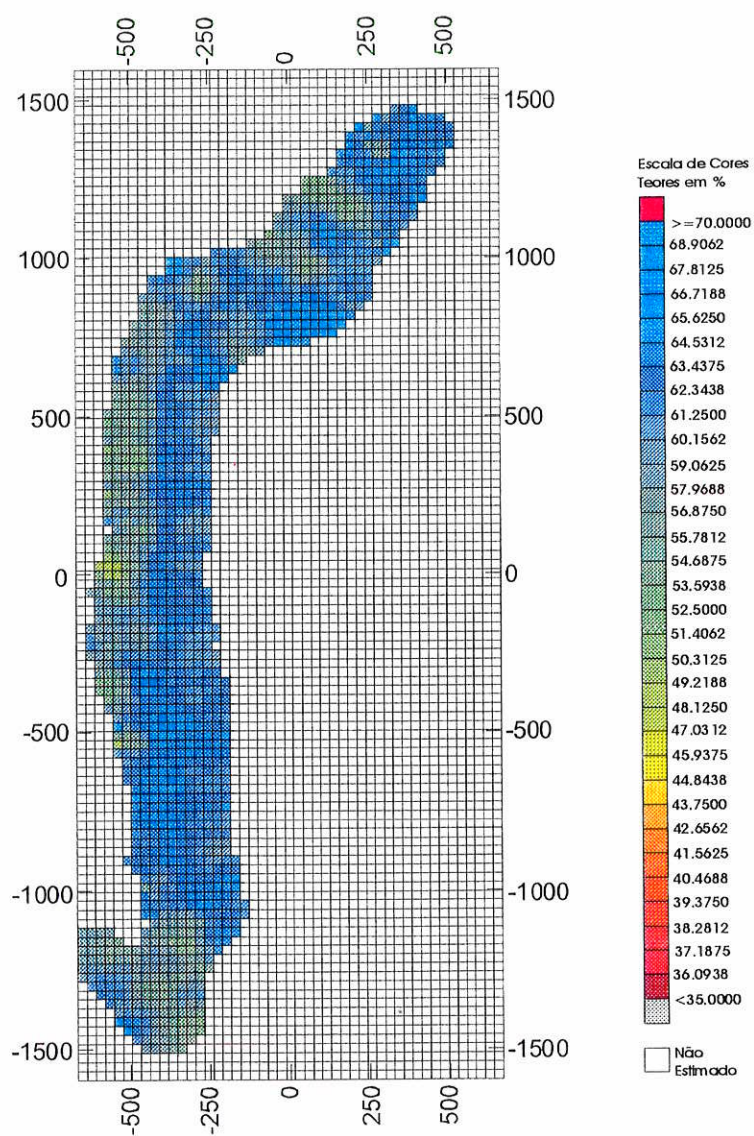


Figura A3 A: Imagem dos teores interpolados, para a variável Fe das amostras de *rockdrill*, por IPD, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1543m.

## Si Estimado por IPD Bancada 1543

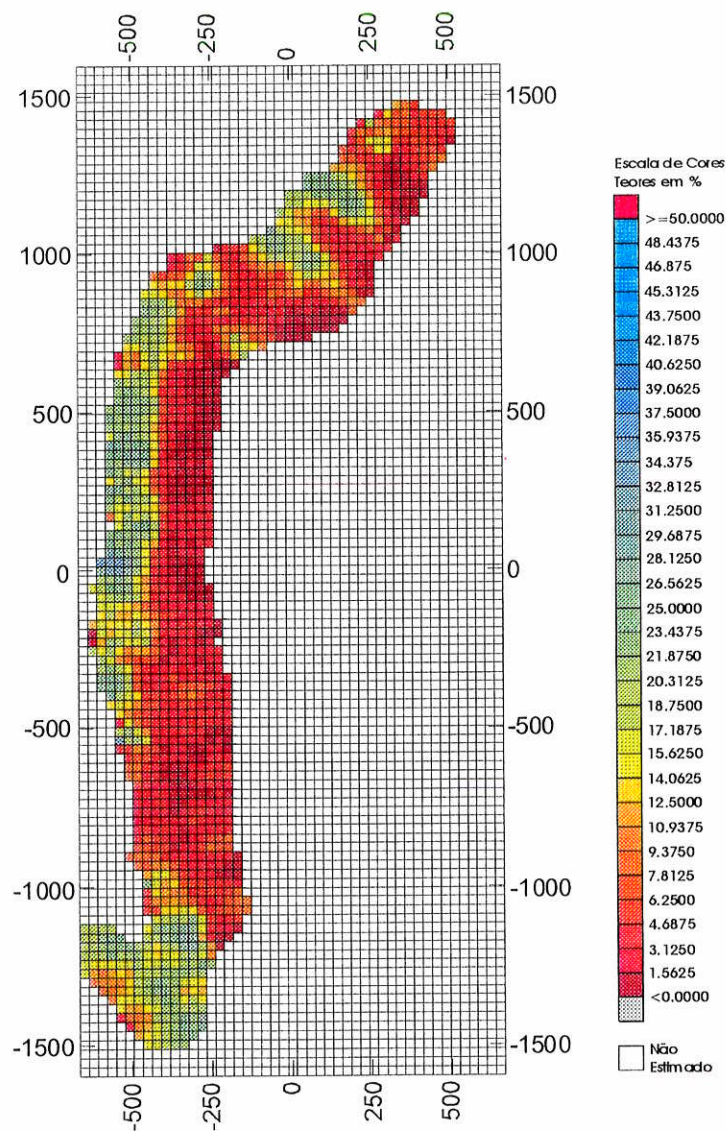


Figura A3 B: Imagem dos teores interpolados, para a variável  $\text{SiO}_2$  das amostras de *rockdrill*, por IPD, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1543m.

## Fe Estimado por IPD Bancada 1582

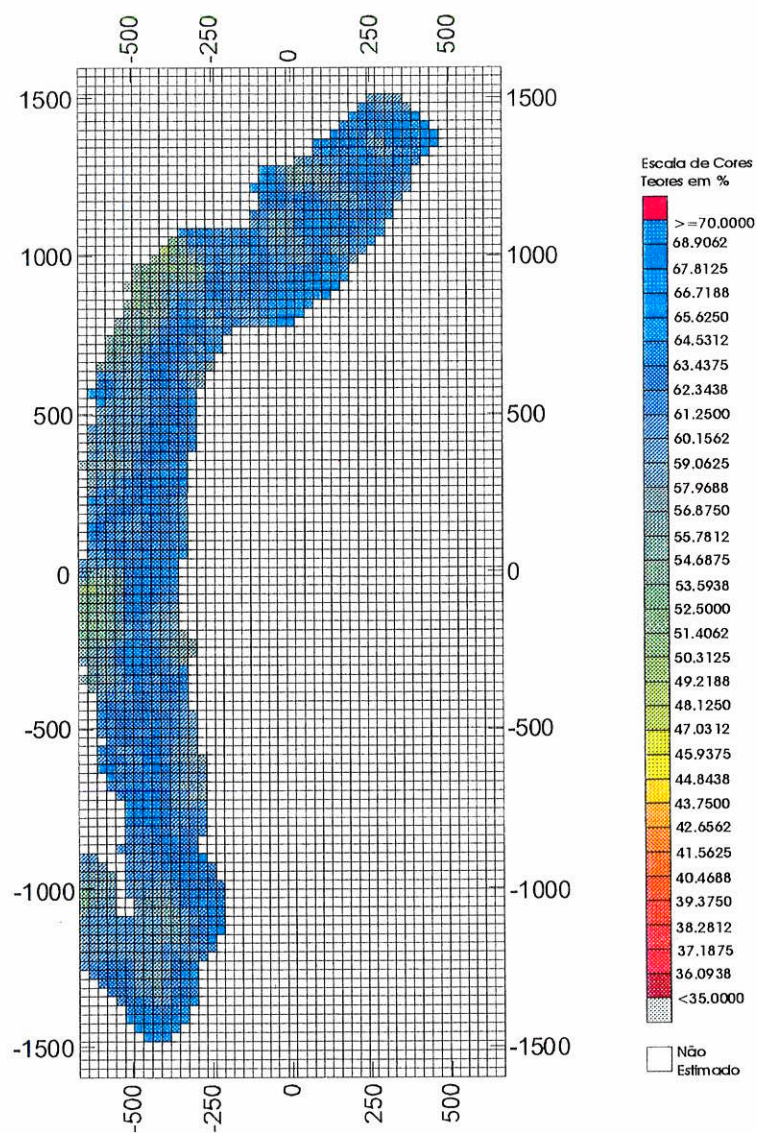


Figura A4 A: Imagem dos teores interpolados, para a variável Fe das amostras de *rockdrill*, por IPD, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1582m.

## Si Estimado por IPD Bancada 1582

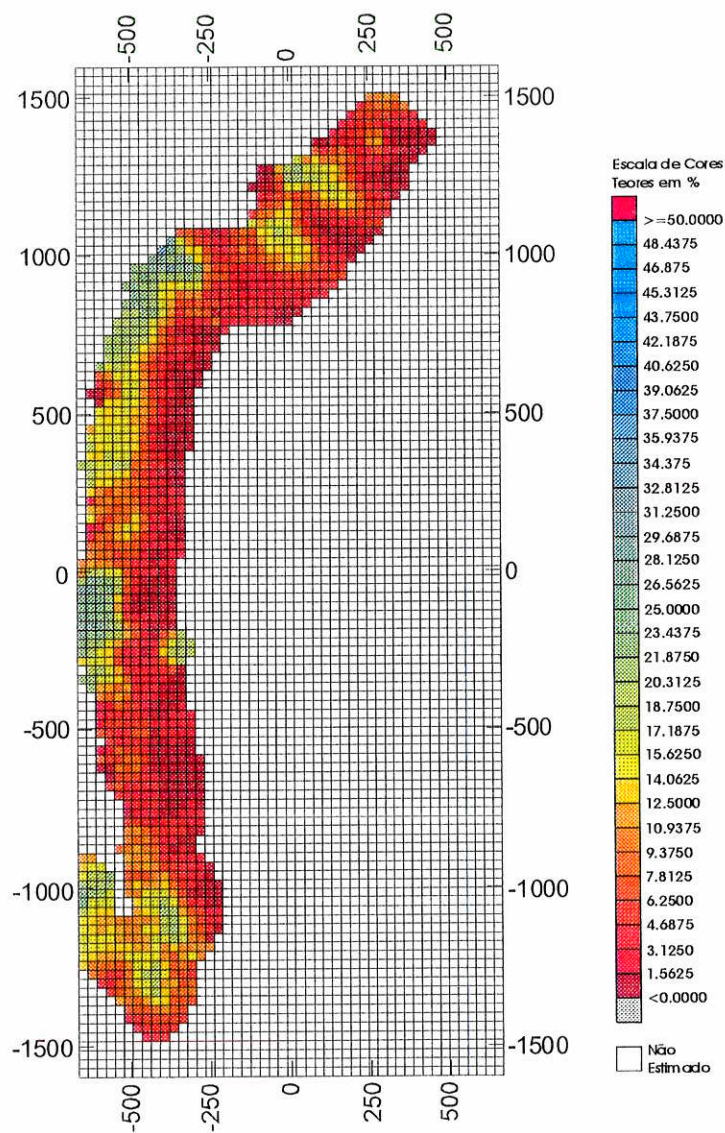


Figura A4 B: Imagem dos teores interpolados, para a variável  $\text{SiO}_2$  das amostras de *rockdrill*, por IPD, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1582m.

## Fe Estimado por IPD Bancada 1634

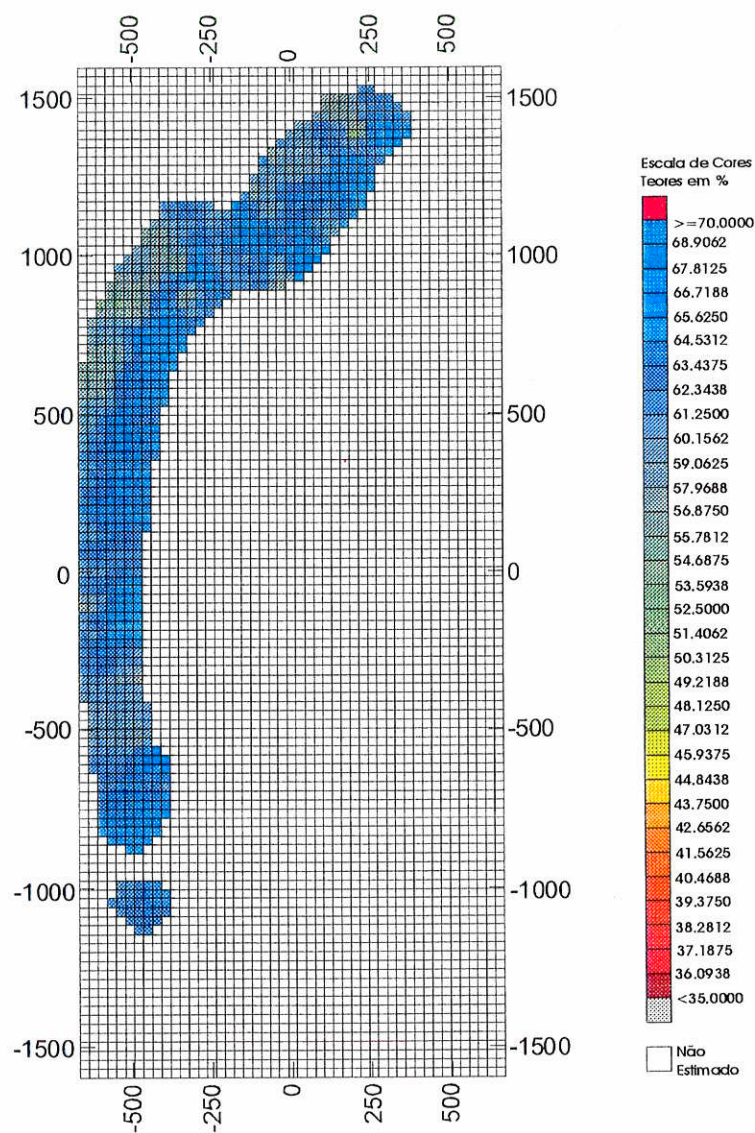


Figura A5 A: Imagem dos teores interpolados, para a variável Fe para as amostras de *rockdrill*, por IPD, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1634m.

## Si Estimado por IPD Bancada 1634

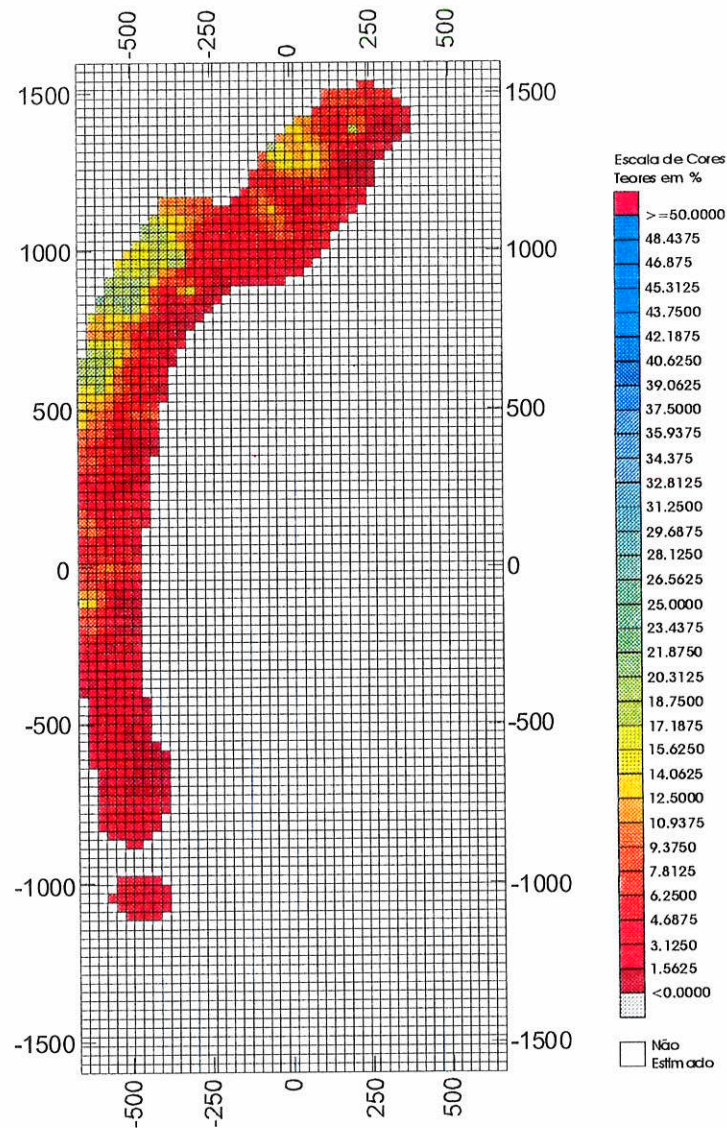


Figura A5 B: Imagem dos teores interpolados, para a variável  $\text{SiO}_2$  das amostras de *rockdrill*, por IPD, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1634m.

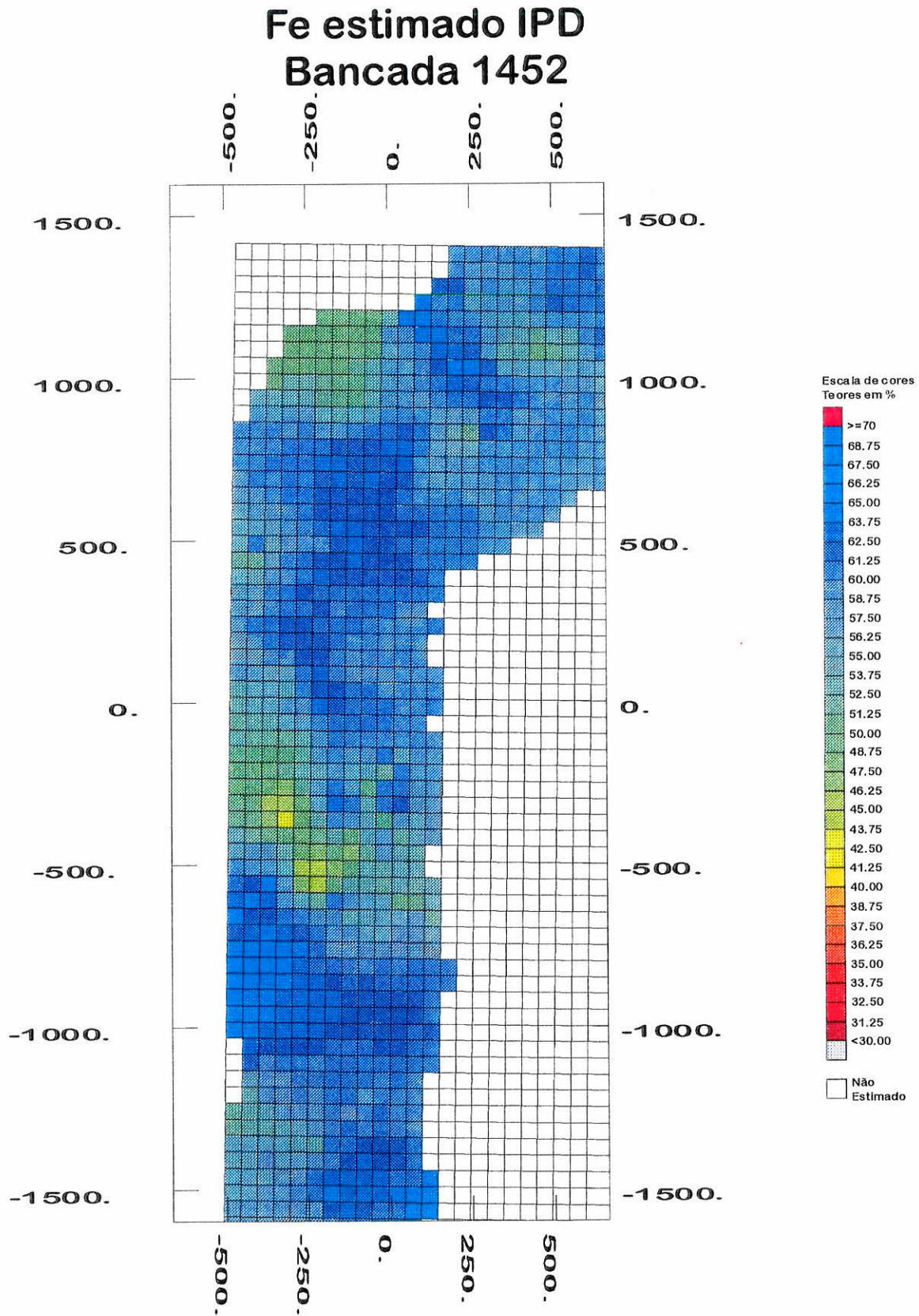


Figura A6 A: Imagem dos teores interpolados, para a variável Fe dos furos de sonda, por IPD, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1452m.

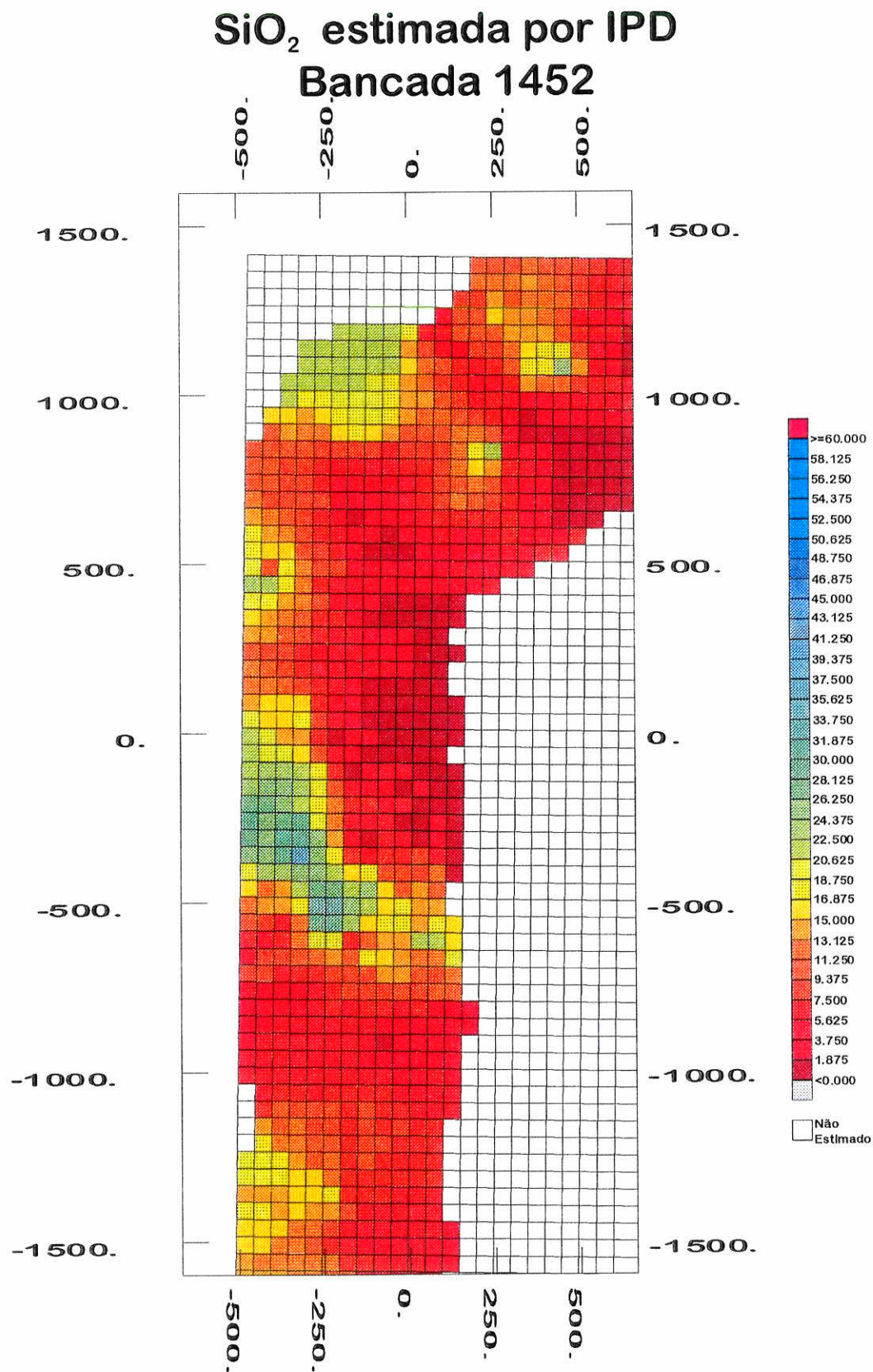


Figura A6 B: Imagem dos teores interpolados, para a variável SiO<sub>2</sub> dos furos de sonda, por IPD, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1452m.



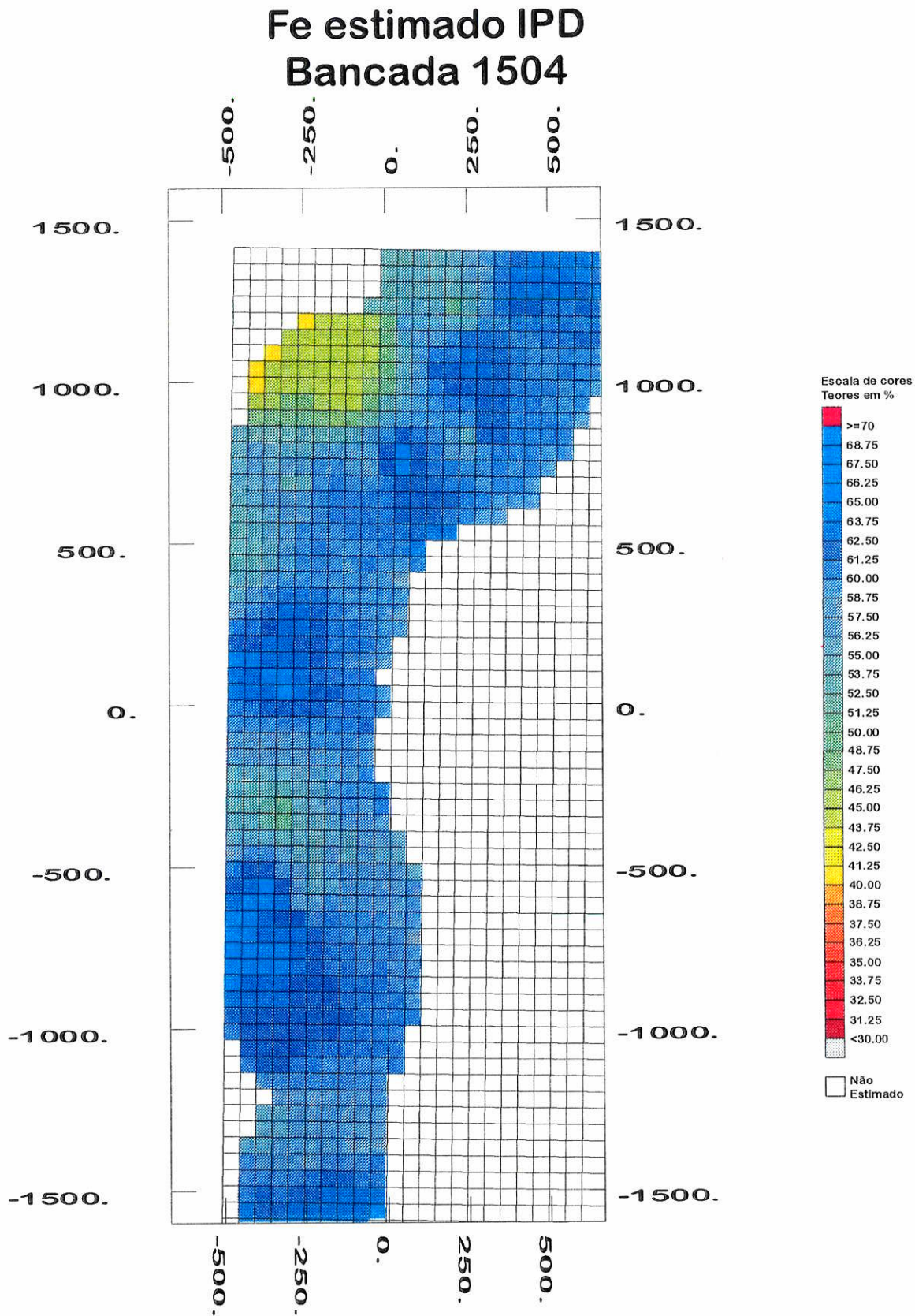


Figura A7 A: Imagem dos teores interpolados, para a variável Fe dos furos de sonda, por IPD, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1504m.

## SiO<sub>2</sub> estimada por IPD Bancada 1504

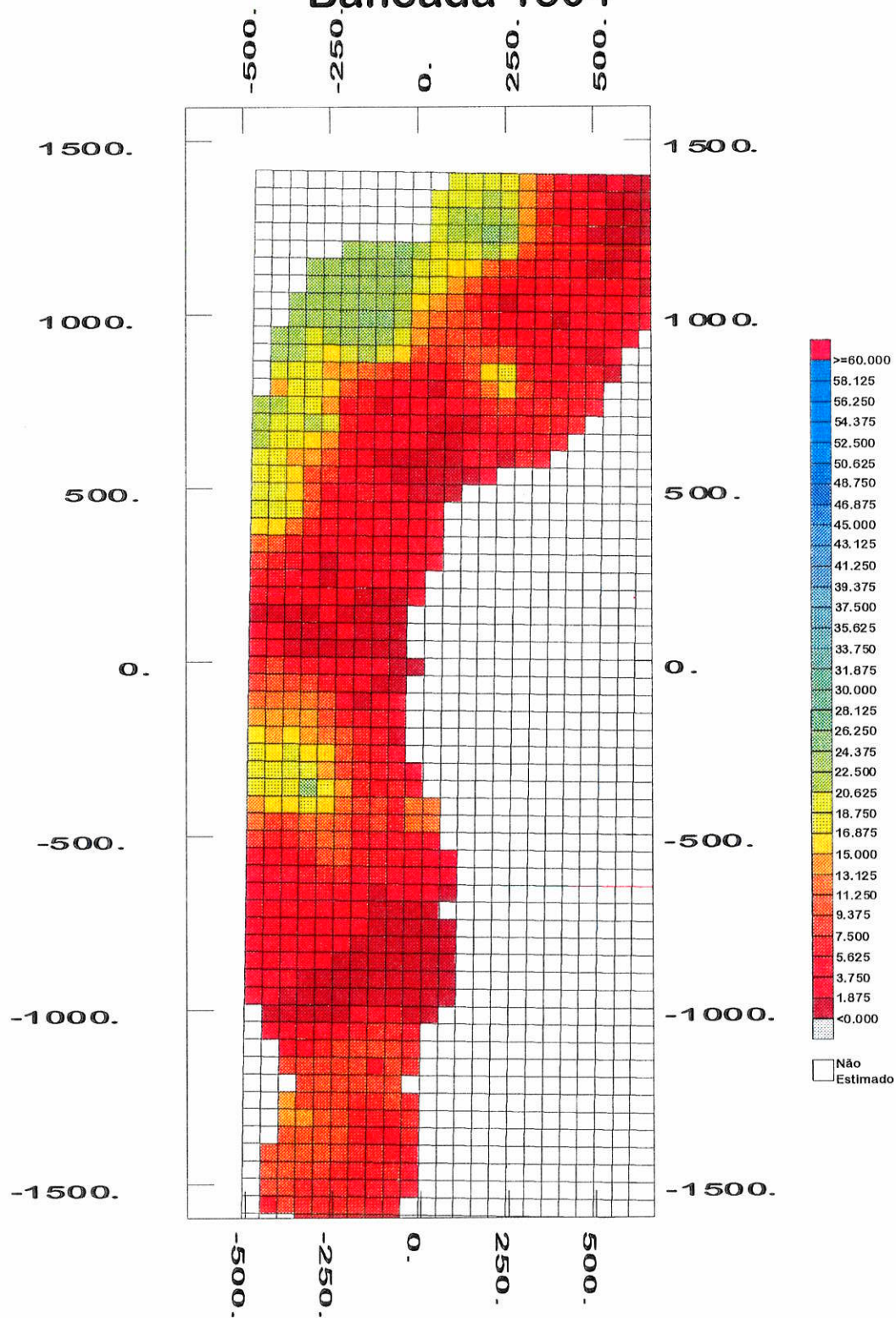


Figura A7 B: Imagem dos teores interpolados, para a variável SiO<sub>2</sub> dos furos de sonda, por IPD, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1504m.

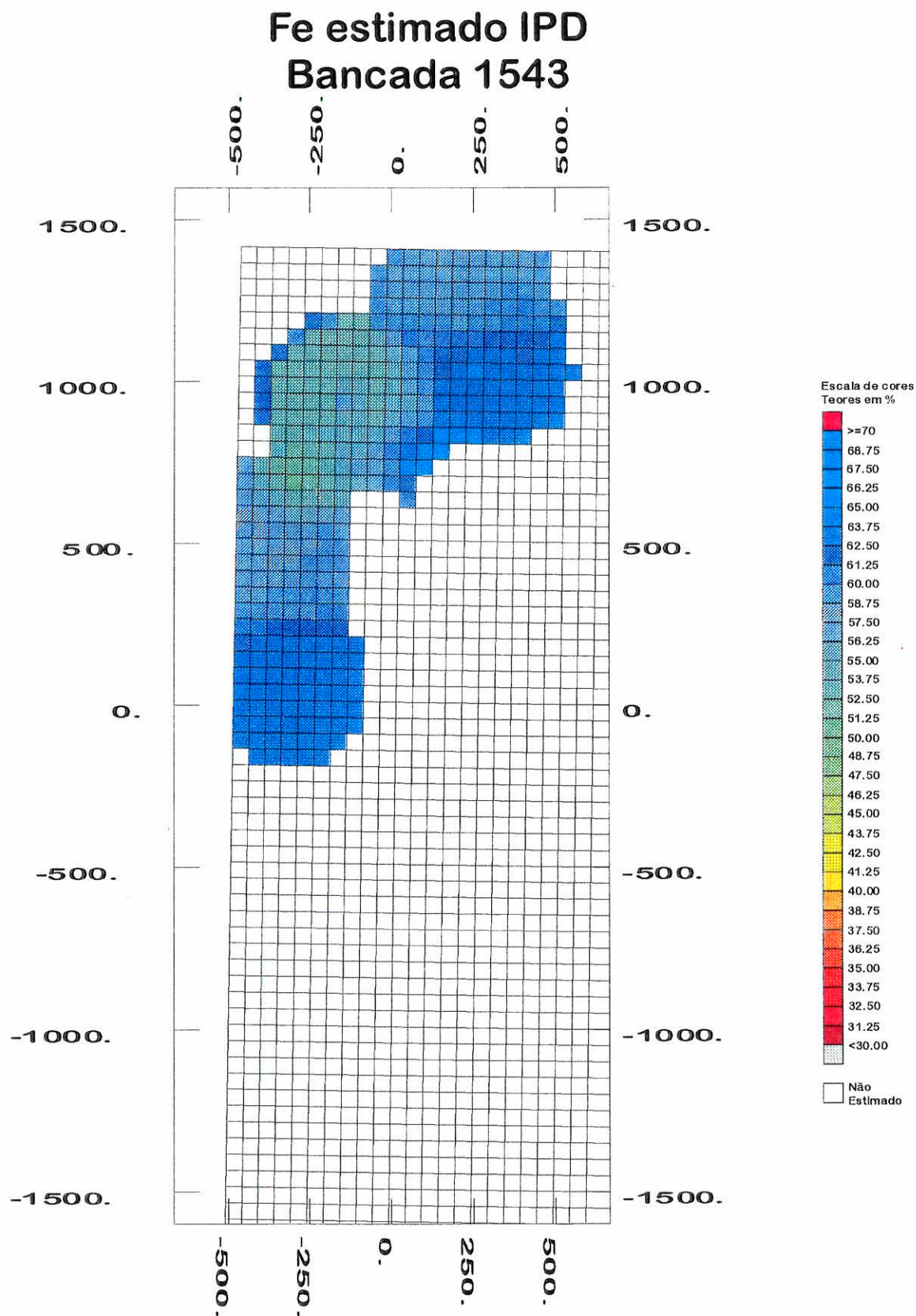


Figura A8 A: Imagem dos teores interpolados, para a variável Fe dos furos de sonda, por IPD, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1543m.

## SiO<sub>2</sub> estimada por IPD Bancada 1543

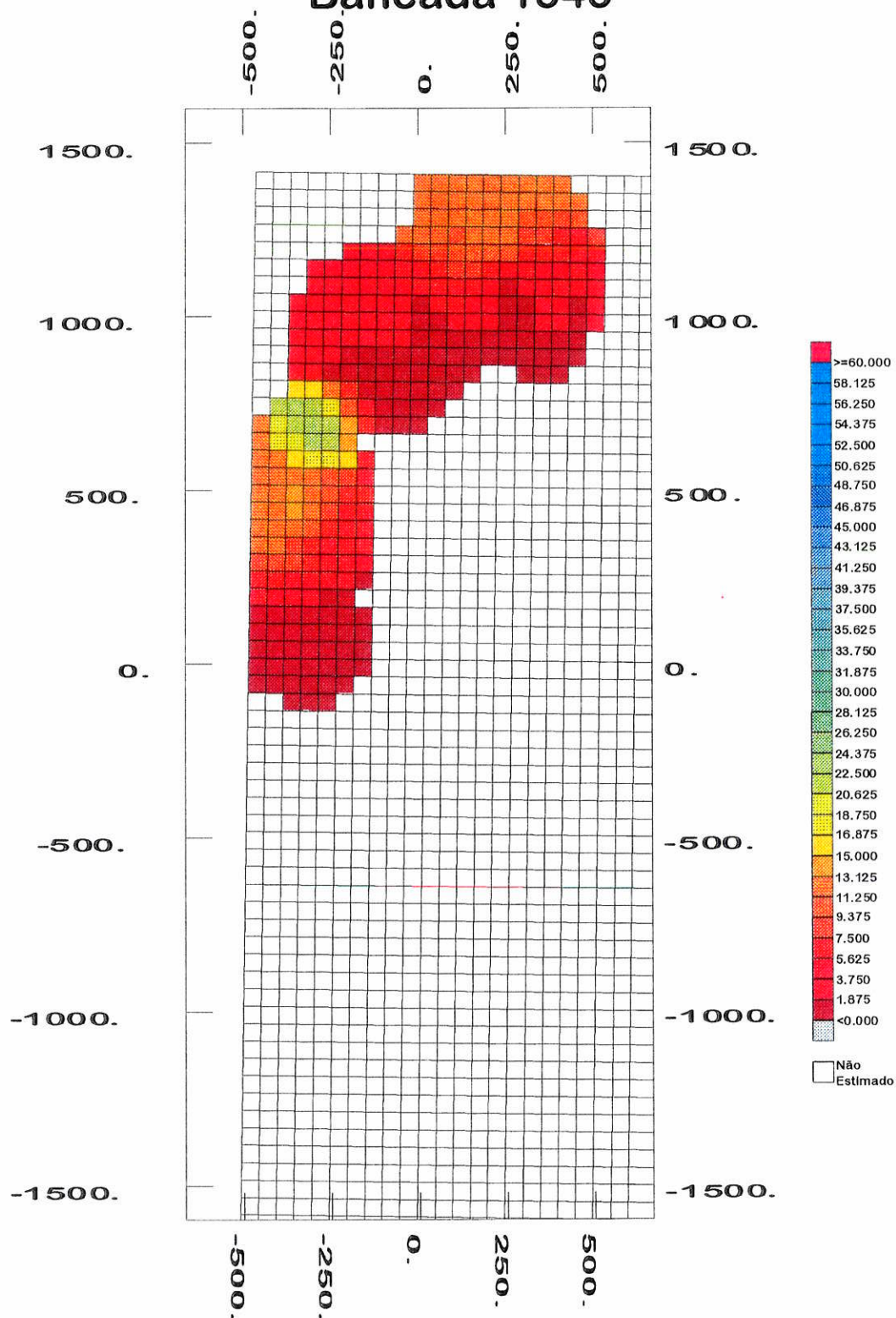


Figura A8 B: Imagem dos teores interpolados, para a variável SiO<sub>2</sub> dos furos de sonda, por IPD, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1543m.

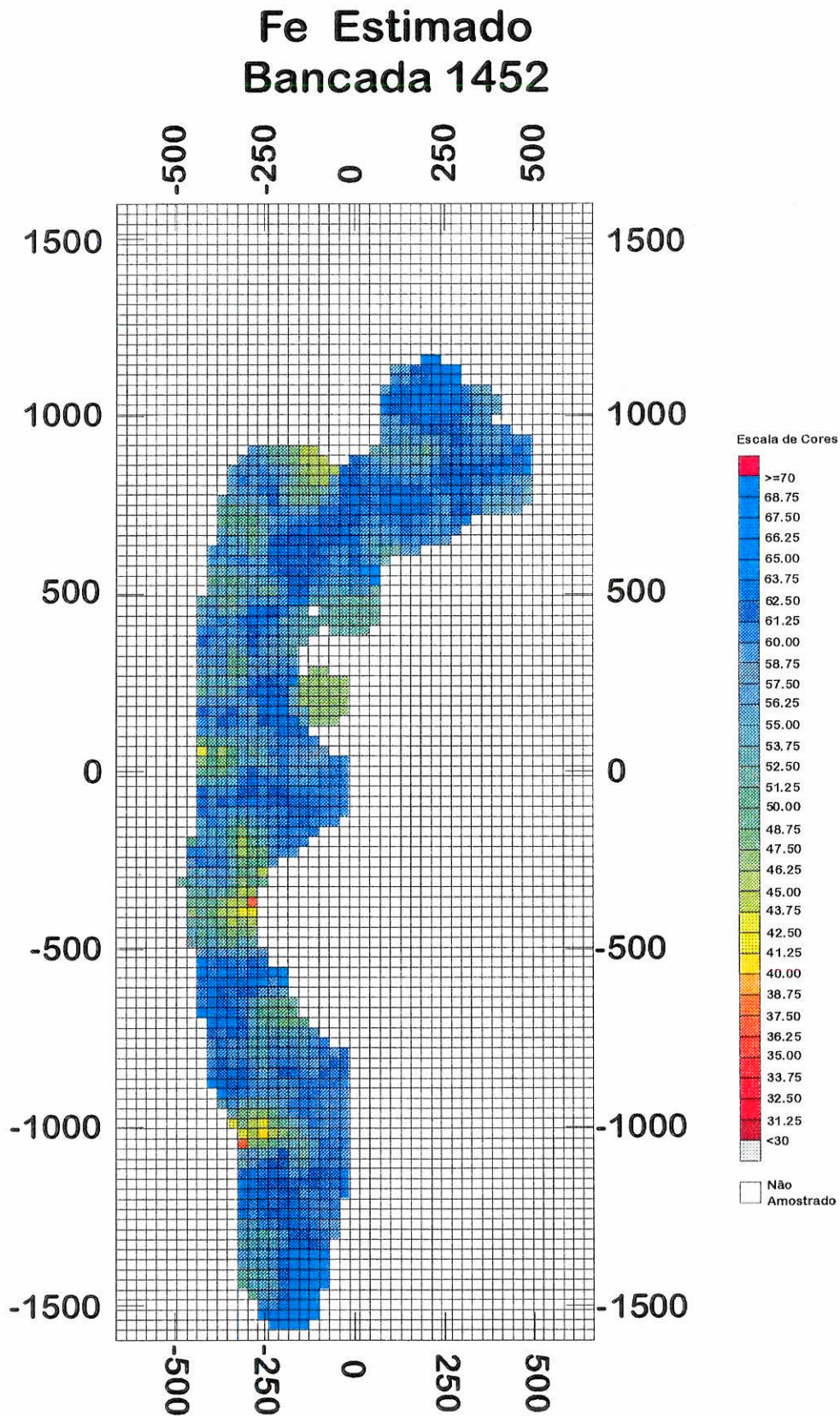


Figura A9 A: Imagem dos teores interpolados, para a variável Fe dos furos de *rockdrill*, por KO, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1452m.

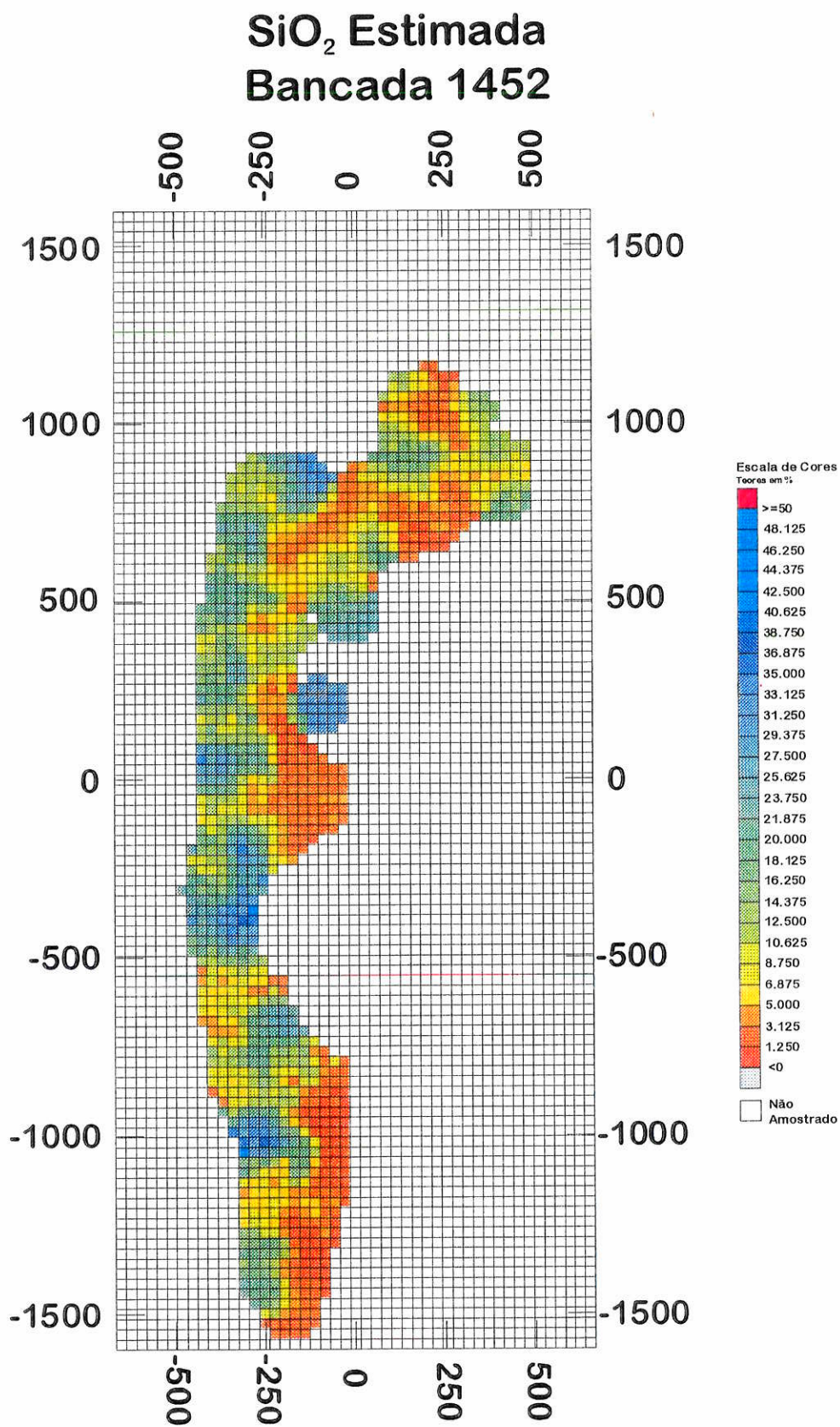


Figura A9 B: Imagem dos teores interpolados, para a variável SiO<sub>2</sub> dos furos de *rockdrill*, por KO, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1452m.

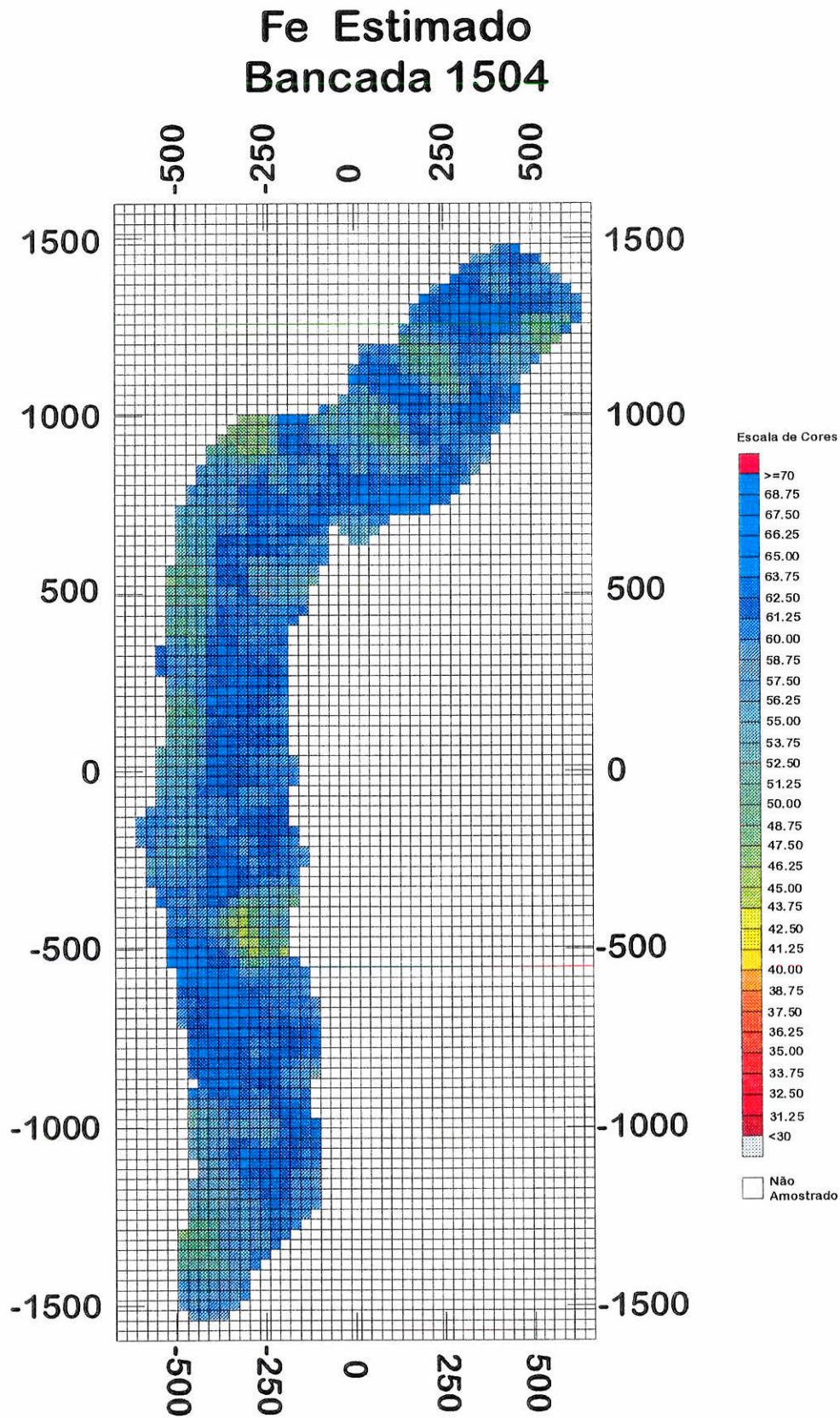


Figura A10 A: Imagem dos teores interpolados, para a variável Fe dos furos de *rockdrill*, por KO, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1504m.

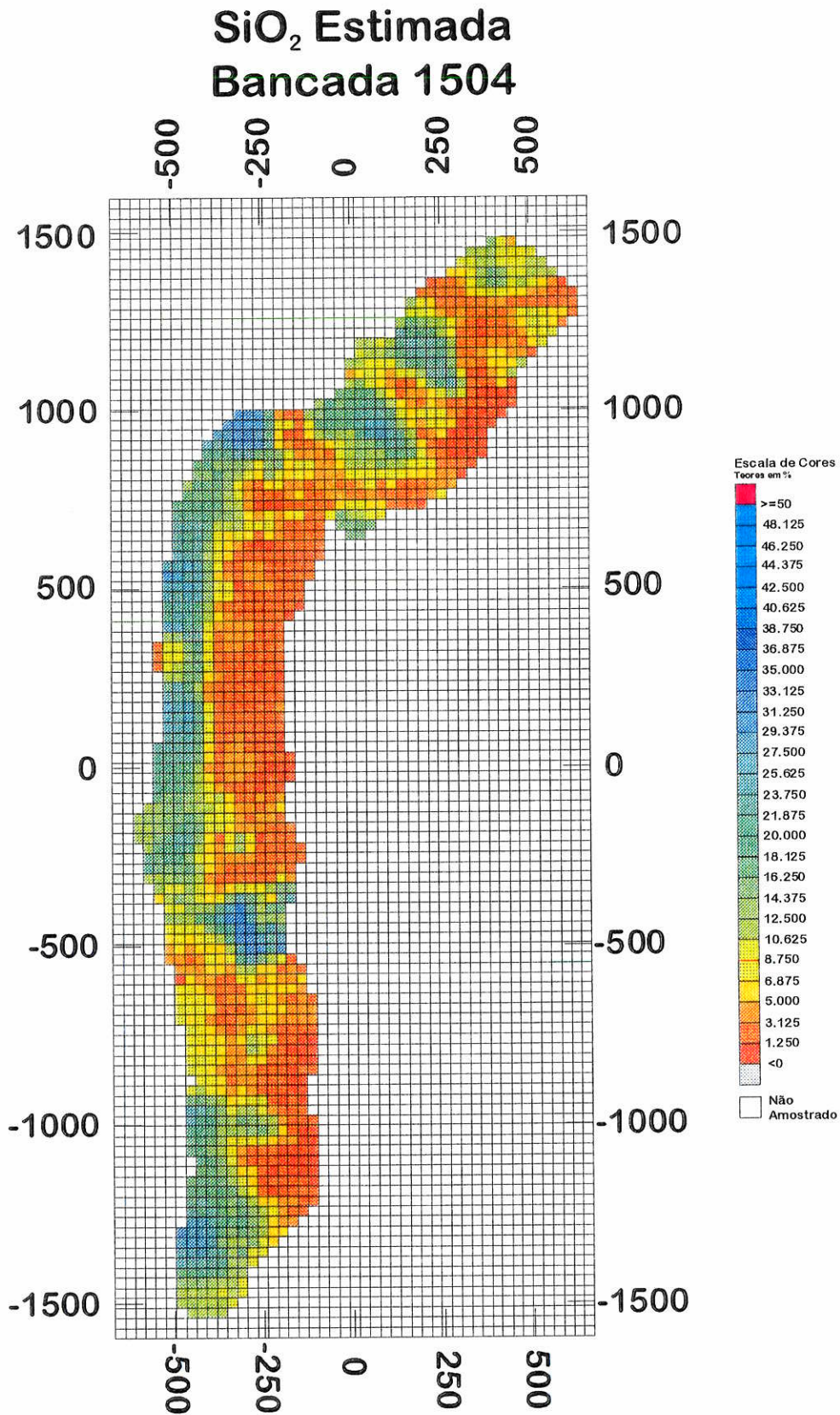


Figura A10 B: Imagem dos teores interpolados, para a variável SiO<sub>2</sub> dos furos de *rockdrill*, por KO, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1504m.



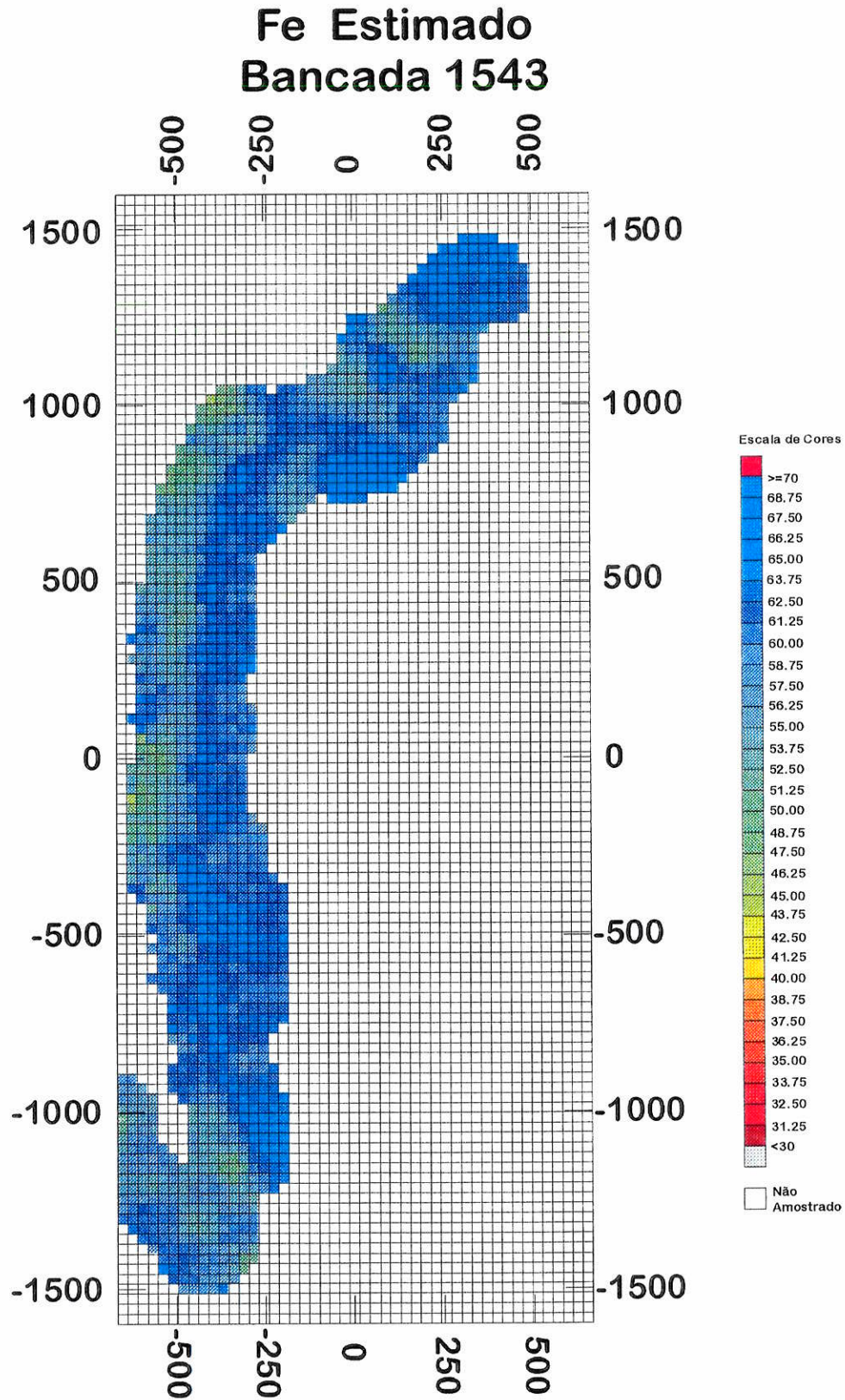


Figura A11 A: Imagem dos teores interpolados, para a variável Fe dos furos de *rockdrill*, por KO, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1543m.

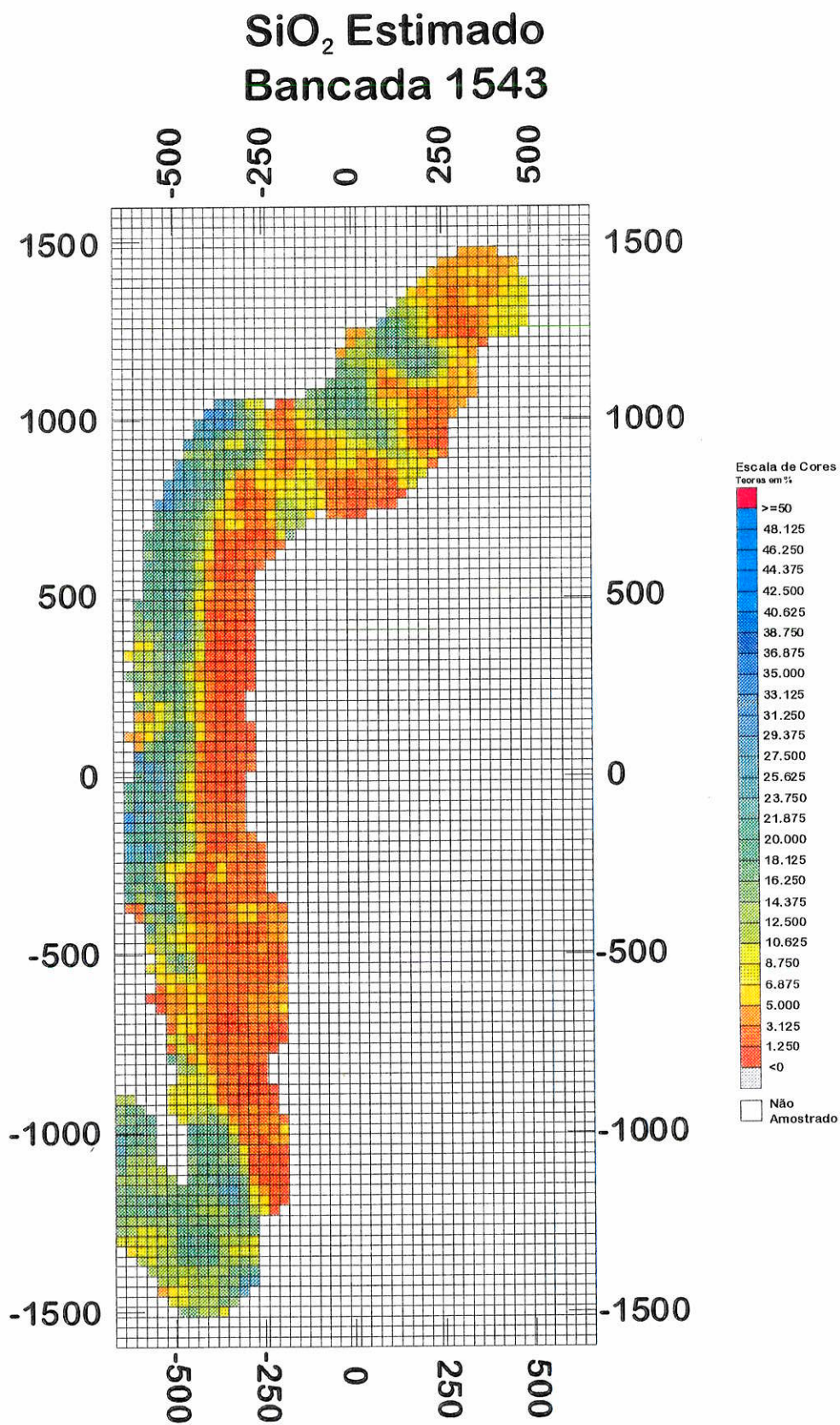


Figura A11 B: Imagem dos teores interpolados, para a variável SiO<sub>2</sub> dos furos de *rockdrill*, por KO, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1543m.

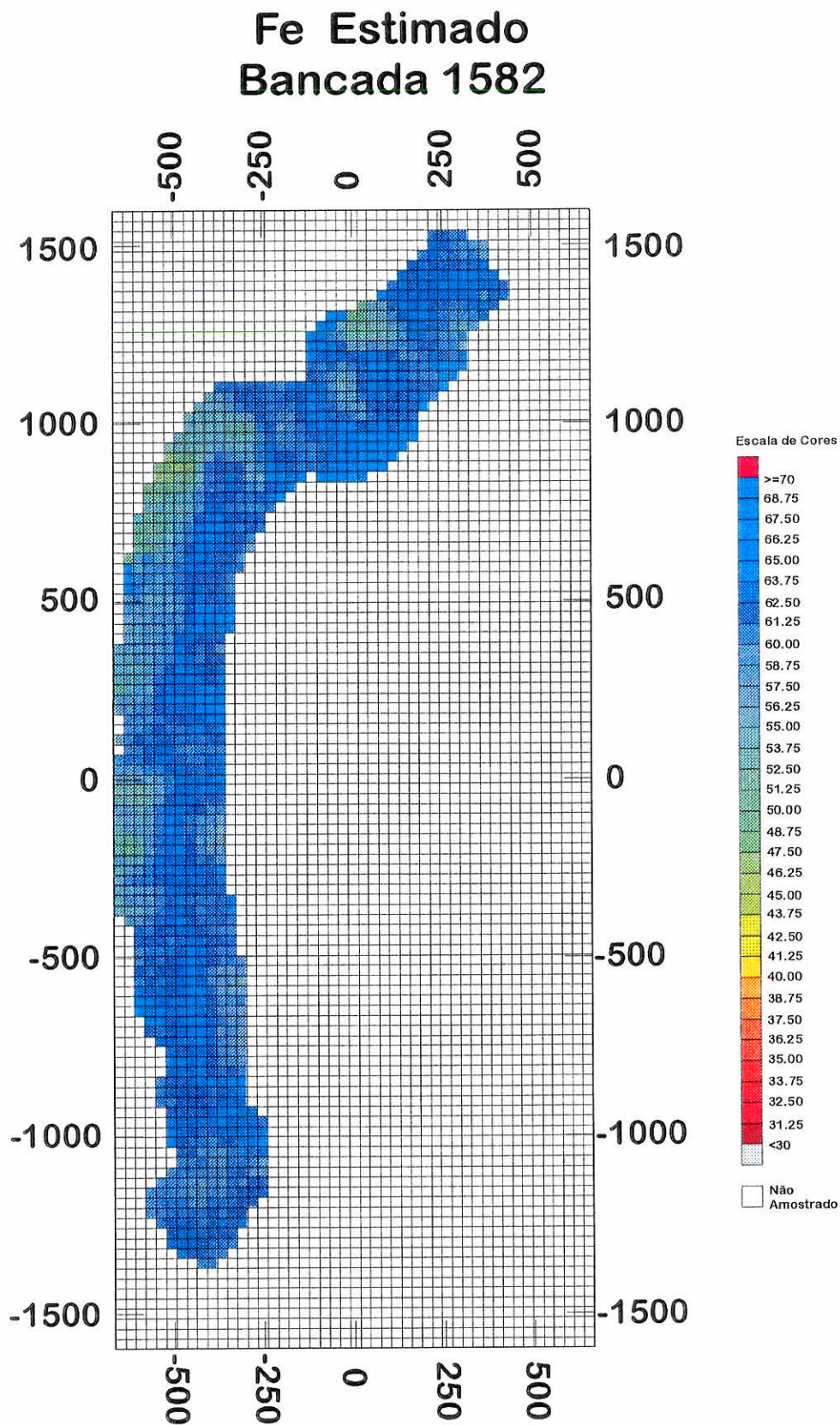


Figura A12 A: Imagem dos teores interpolados, para a variável Fe dos furos de *rockdrill*, por KO, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1582m.

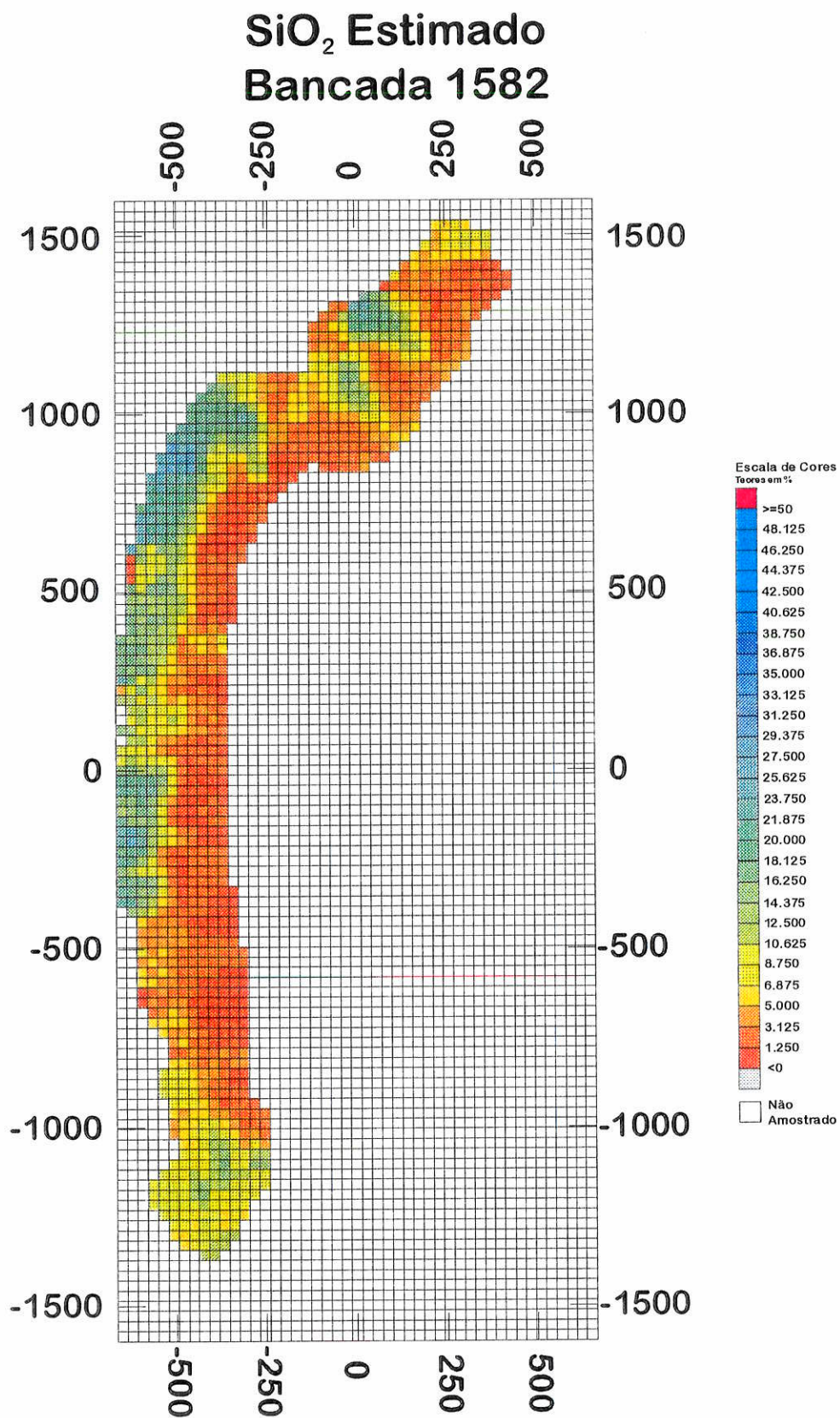


Figura A12 B: Imagem dos teores interpolados, para a variável SiO<sub>2</sub> dos furos de *rockdrill*, por KO, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1582m.

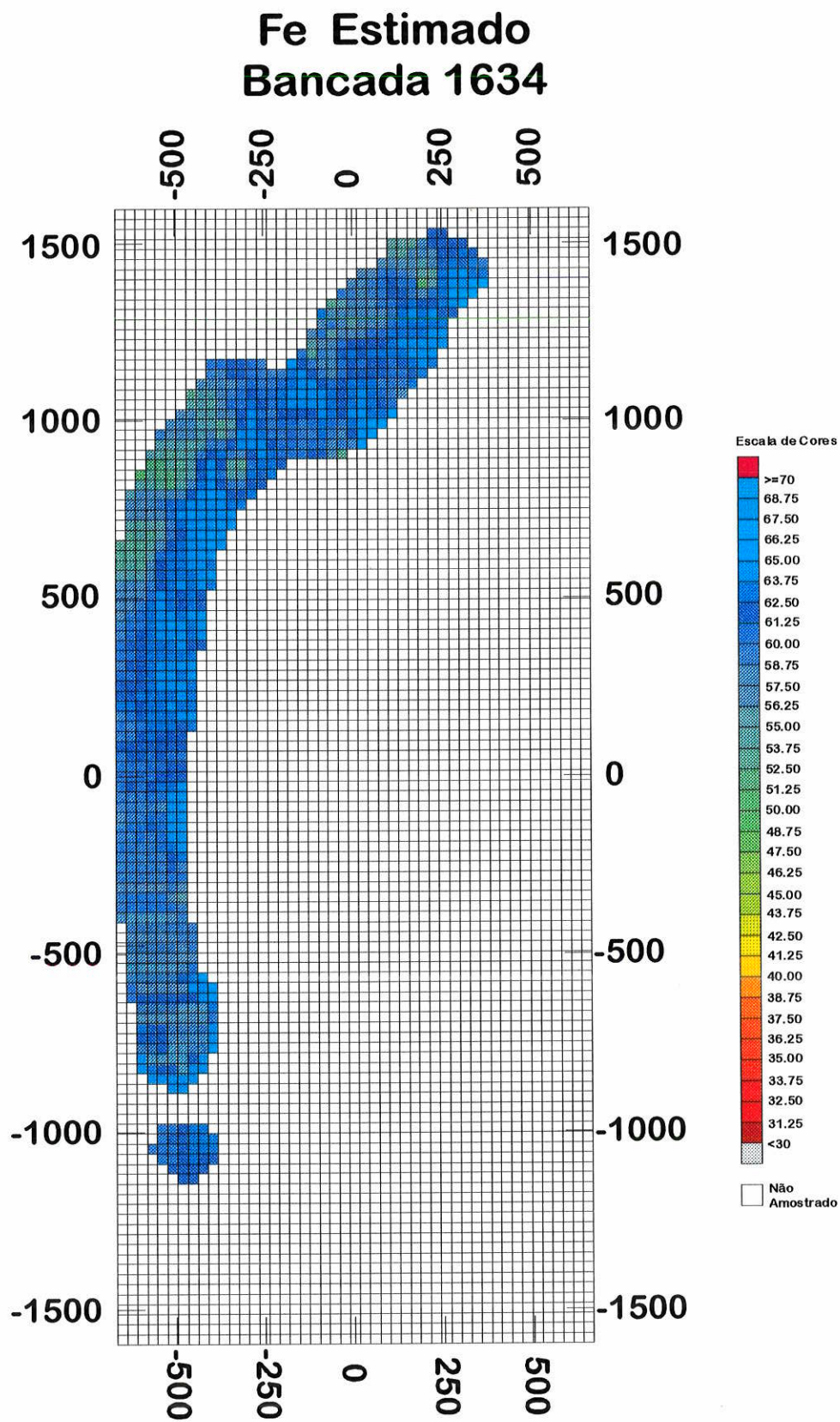


Figura A13 A: Imagem dos teores interpolados, para a variável Fe dos furos de *rockdrill*, por KO, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1634m.

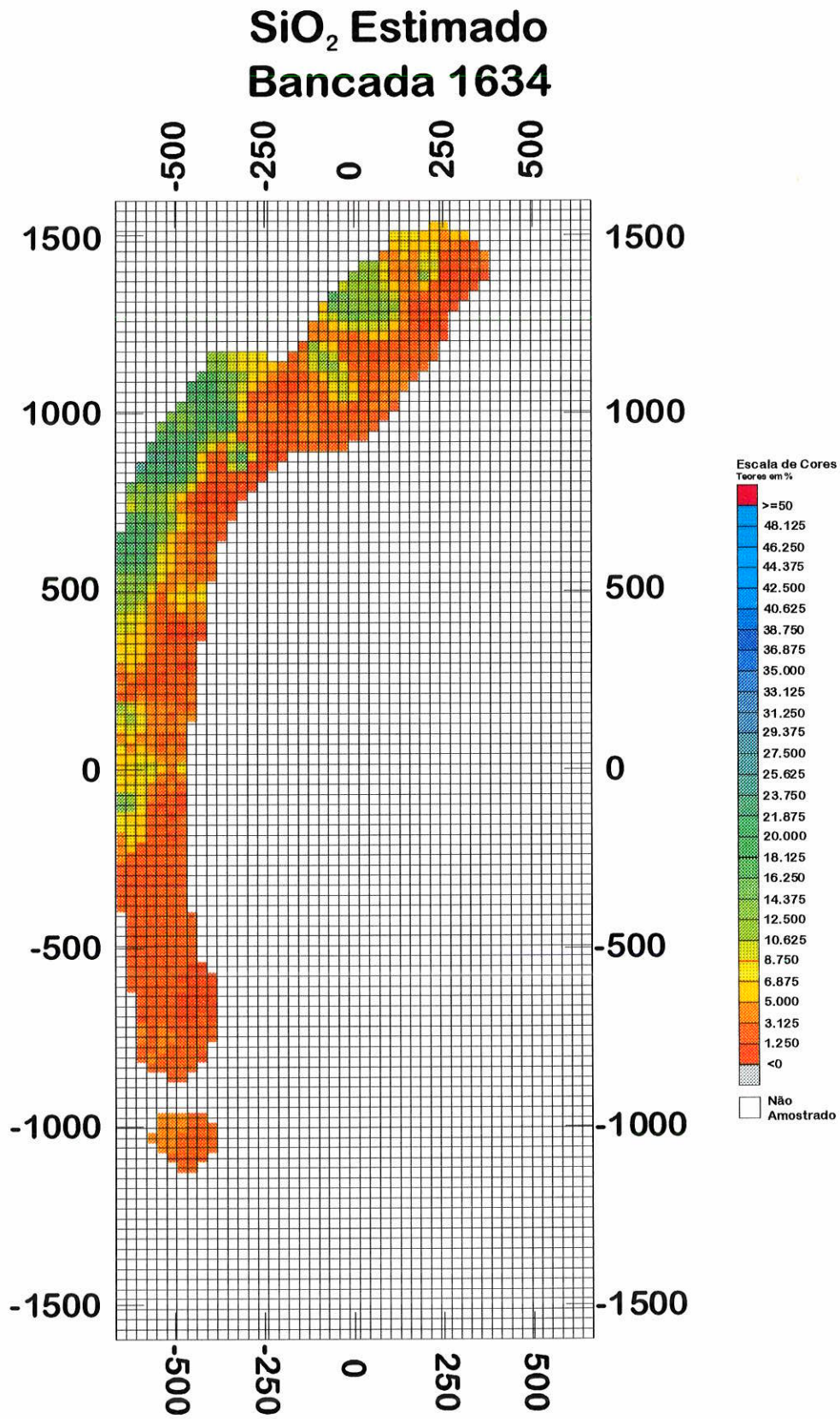


Figura A13 B: Imagem dos teores interpolados, para a variável SiO<sub>2</sub> dos furos de *rockdrill*, por KO, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1634m.

# Fe estimado Bancada 1452

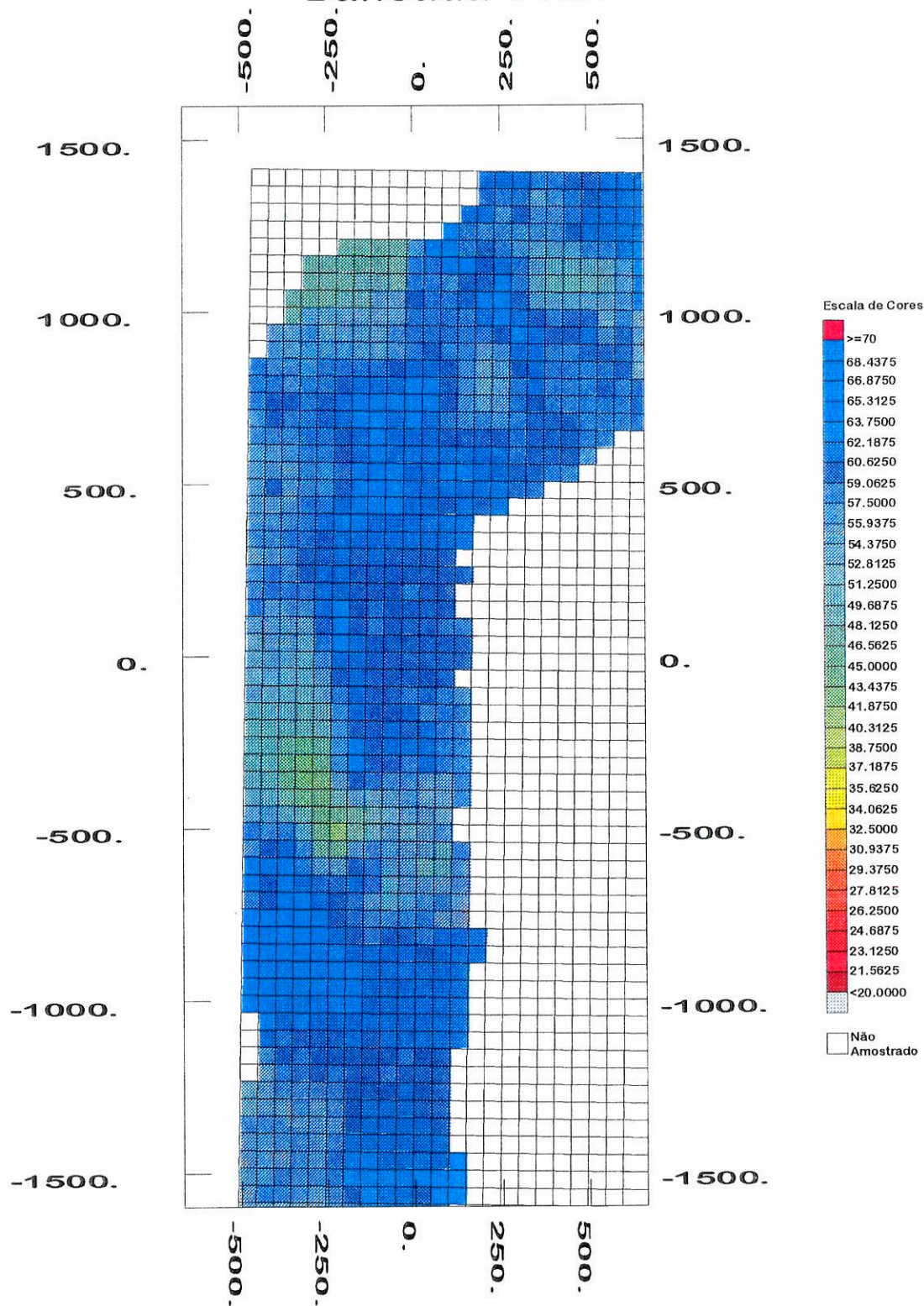


Figura A14 A: Imagem dos teores interpolados, para a variável Fe dos furos de sonda, por KO, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1452m.

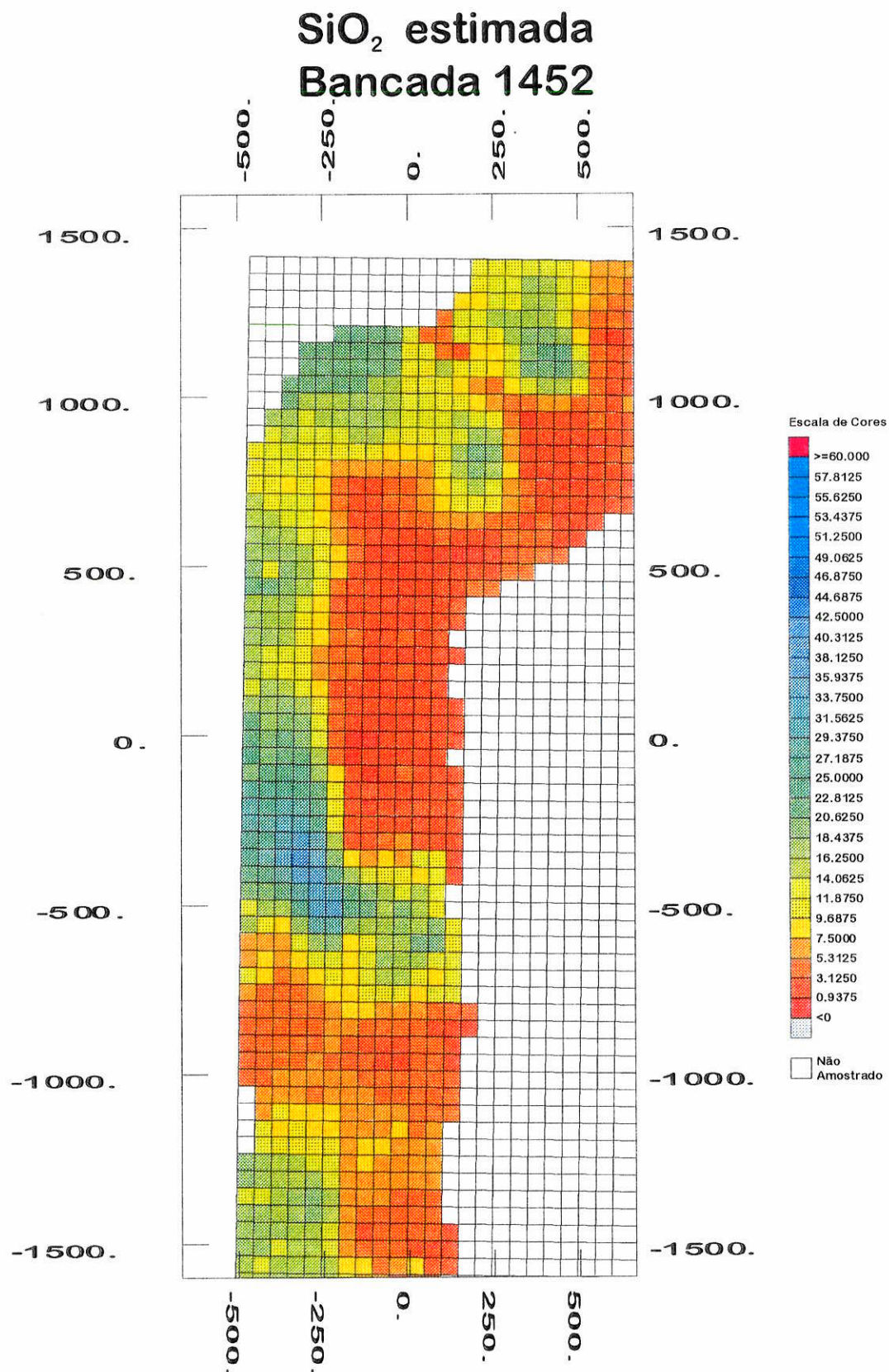


Figura A14 B: Imagem dos teores interpolados, para a variável SiO<sub>2</sub> dos furos de sonda, por KO, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1452m.



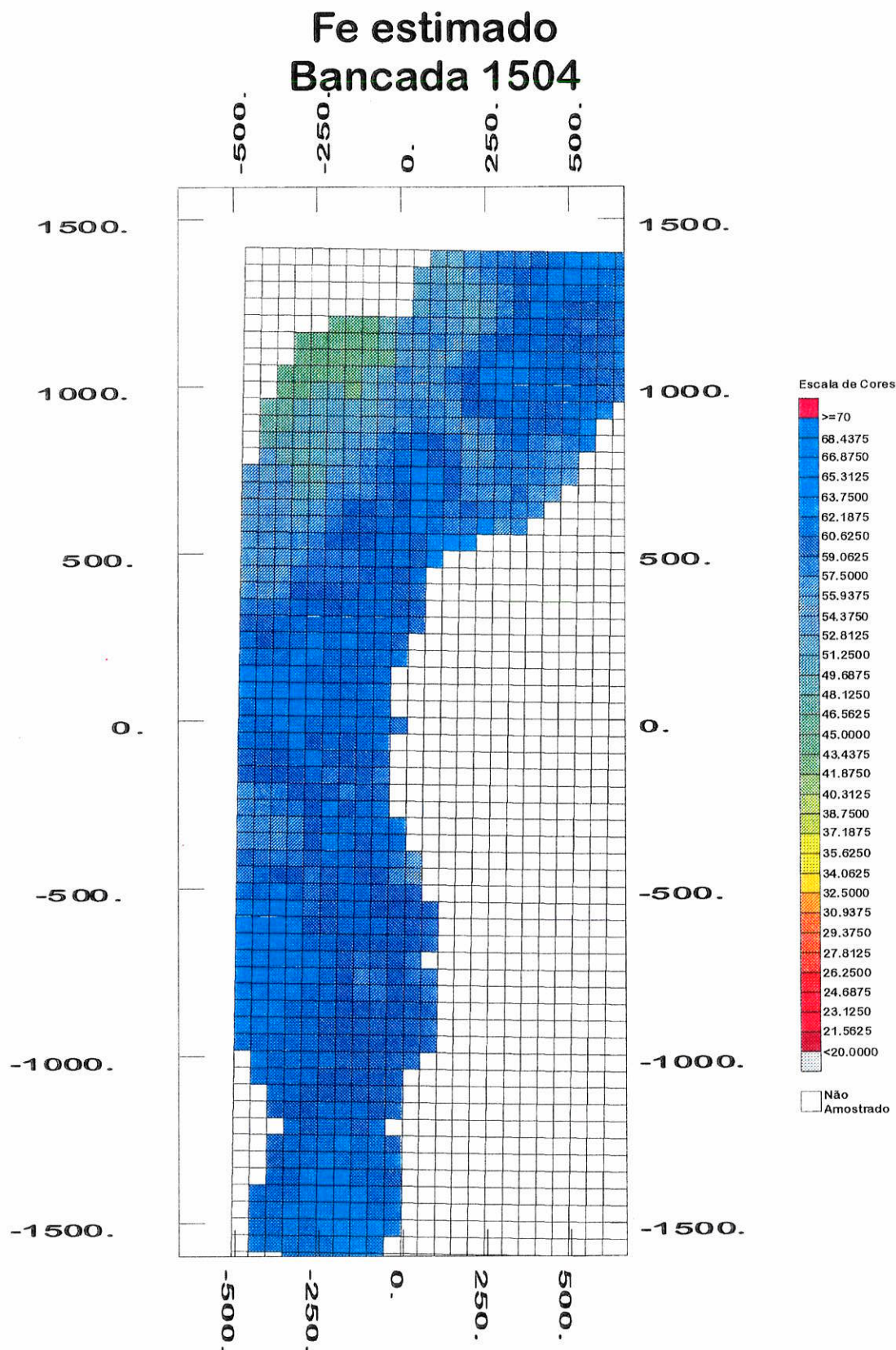


Figura A15 A: Imagem dos teores interpolados, para a variável Fe dos furos de sonda, por KO, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota de 1504m.

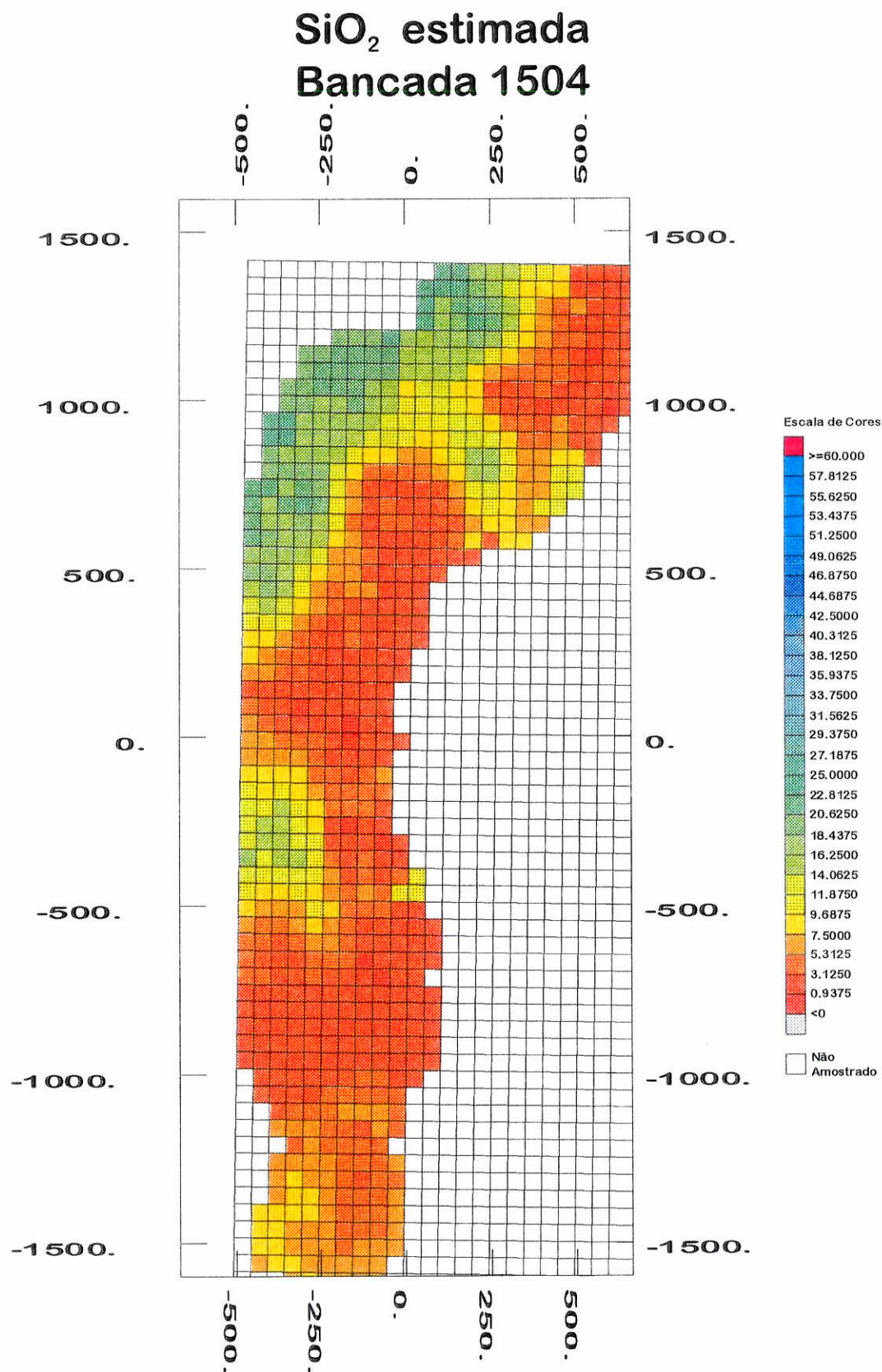


Figura A15 B: Imagem dos teores interpolados, para a variável SiO<sub>2</sub> dos furos de sonda, por KO, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1504m.

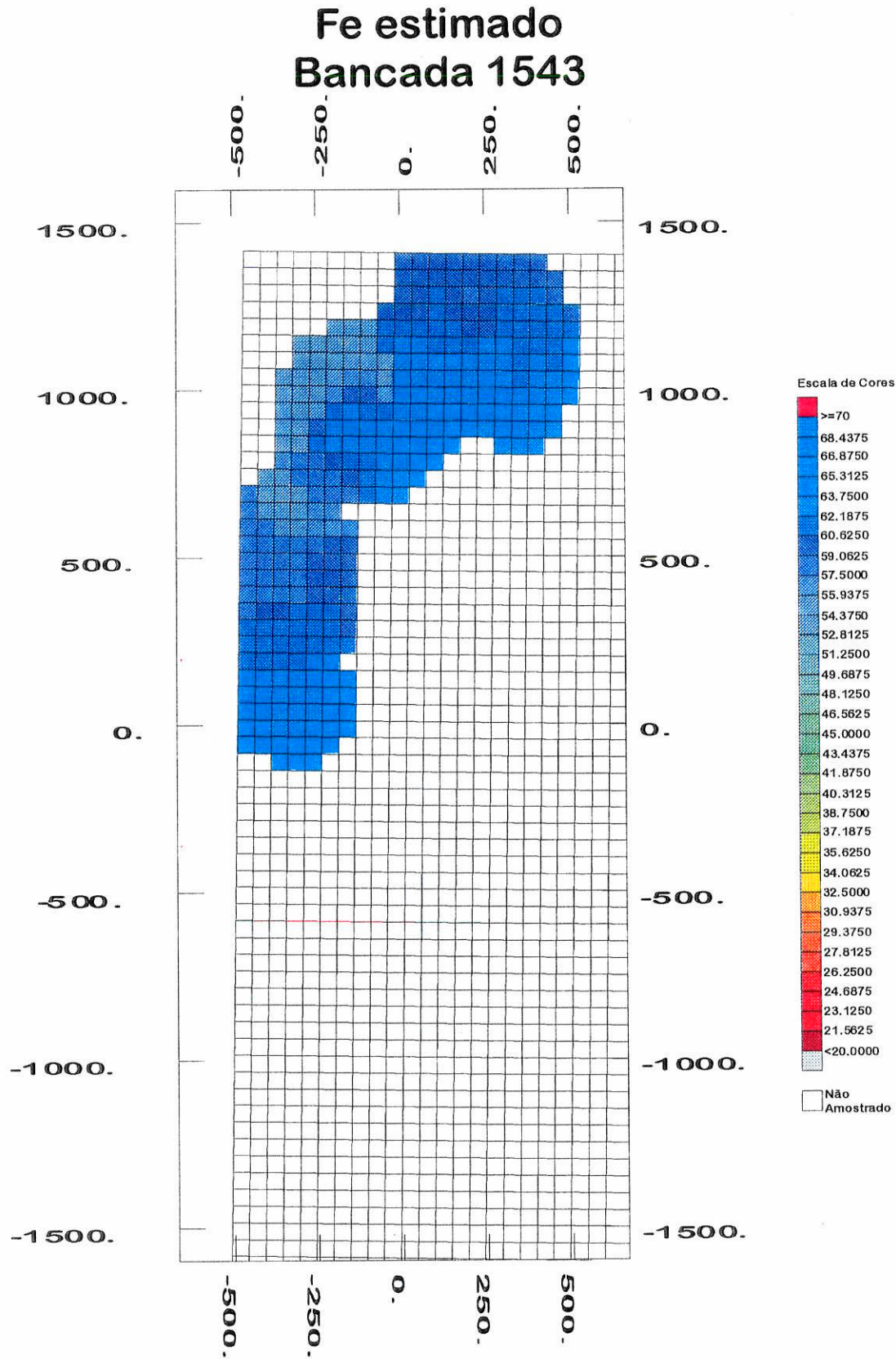


Figura A16 A: Imagem dos teores interpolados, para a variável Fe dos furos de sonda, por KO, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1543m.

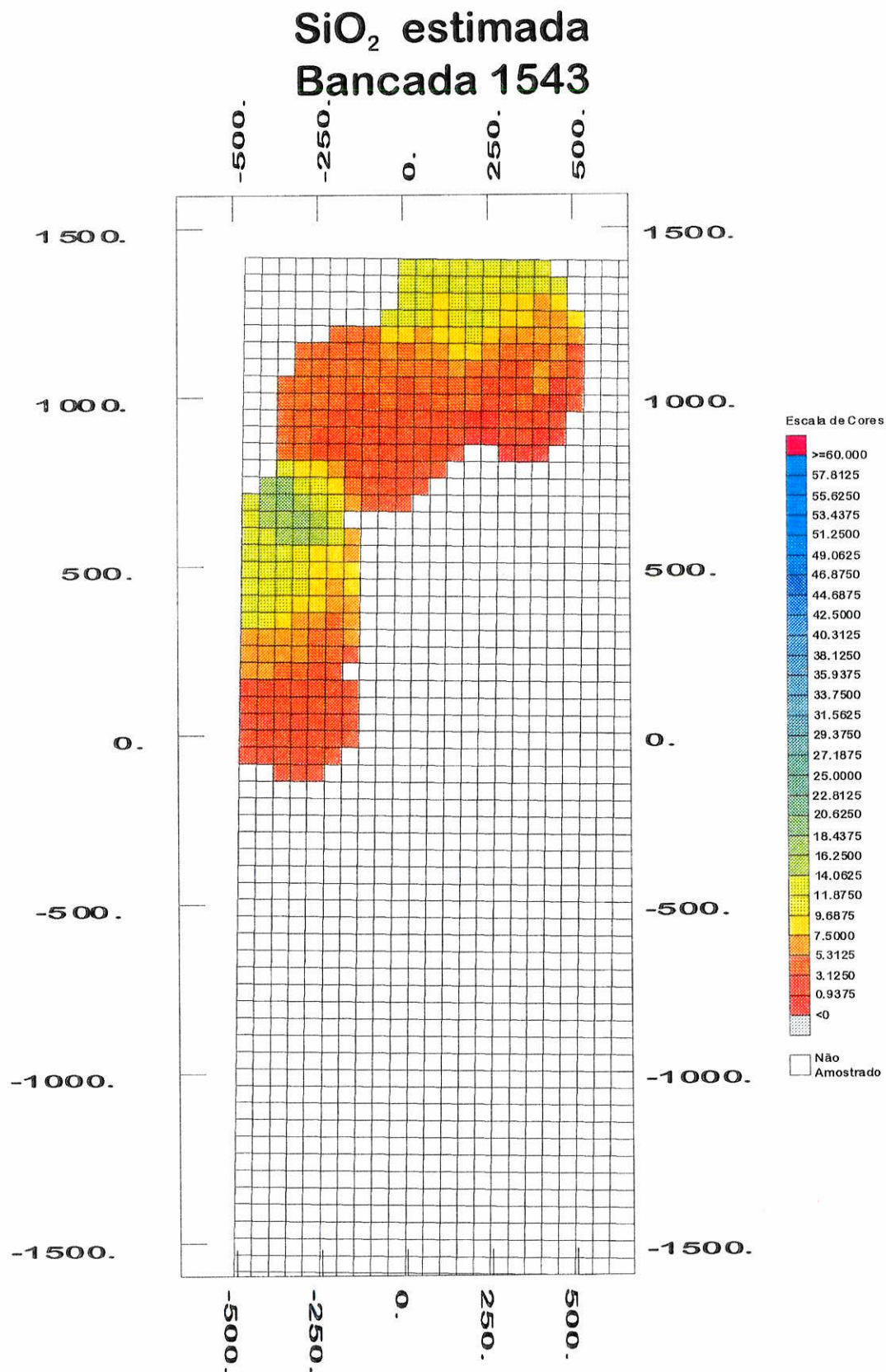


Figura A16 B: Imagem dos teores interpolados, para a variável SiO<sub>2</sub> dos furos de sonda, por KO, mostrando sua distribuição espacial na bancada de cota 1543m.

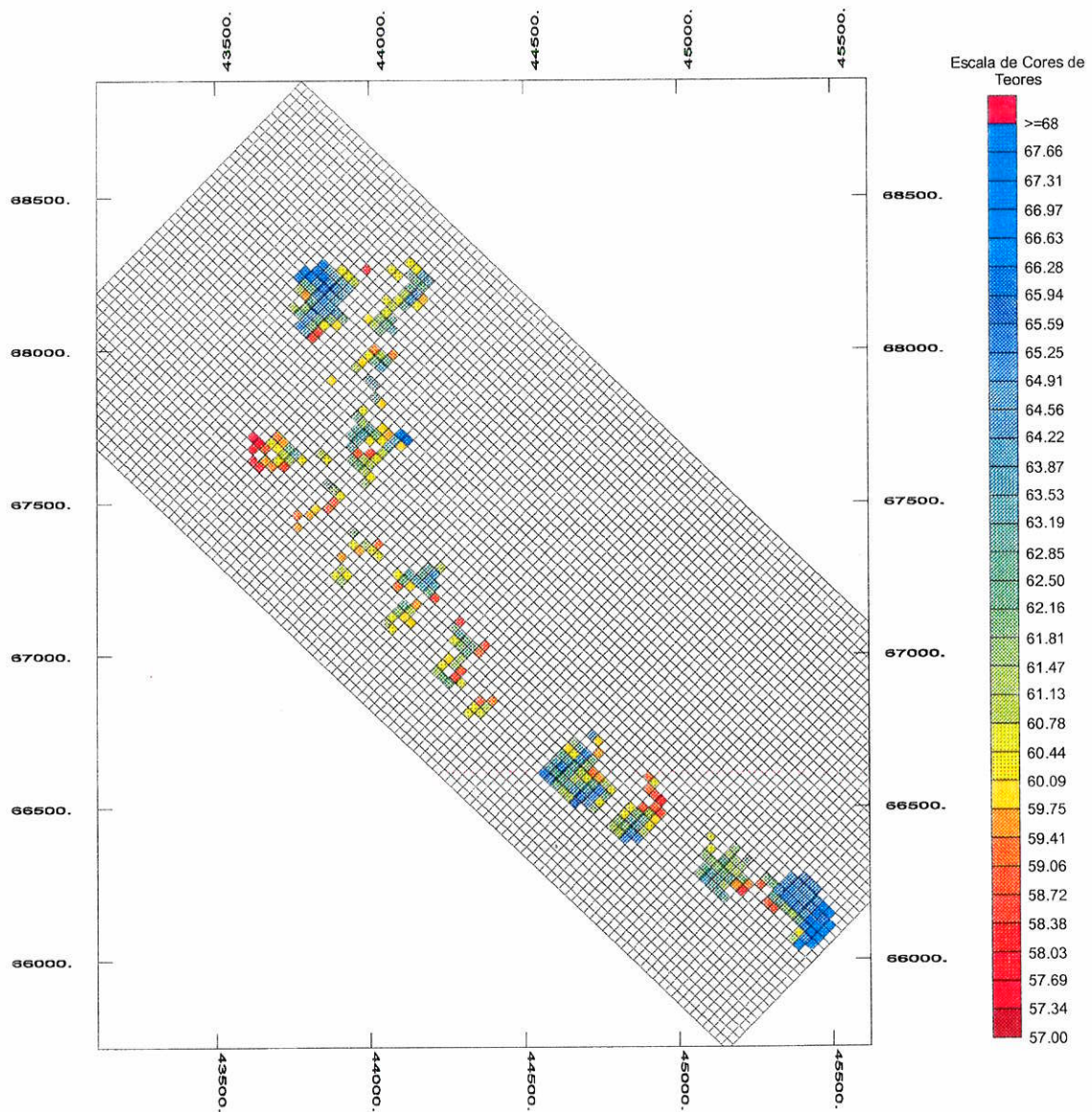


Figura A 17: Imagem dos blocos de minério com teores de Fe interpolados por IPD na bancada de cota 1452 m.

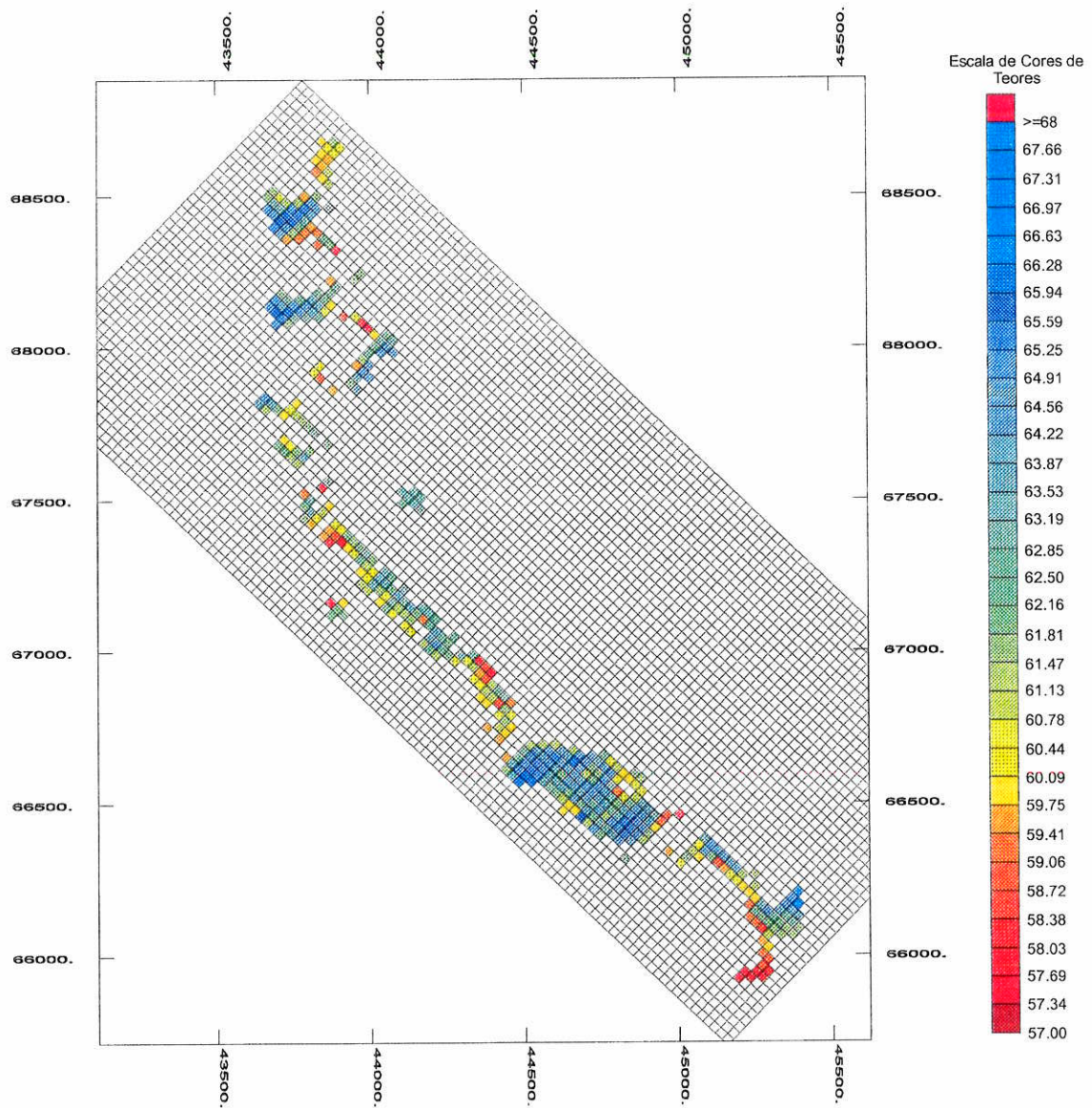


Figura A 18: Imagem dos blocos de minério com teores de Fe interpolados por IPD na bancada de cota 1504 m.

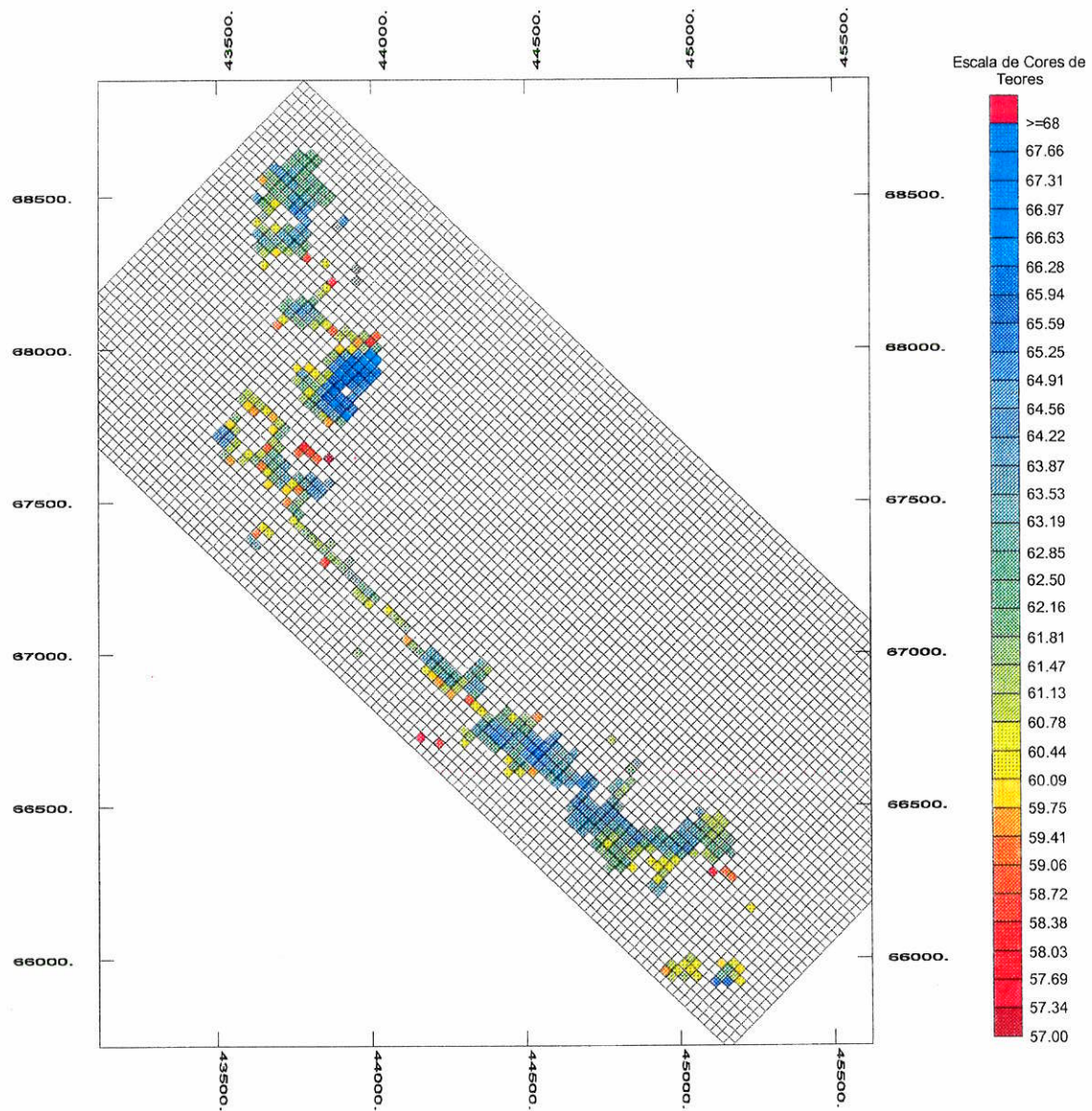


Figura A 19: Imagem dos blocos de minério com teores de Fe interpolados por IPD na bancada de cota 1543 m.

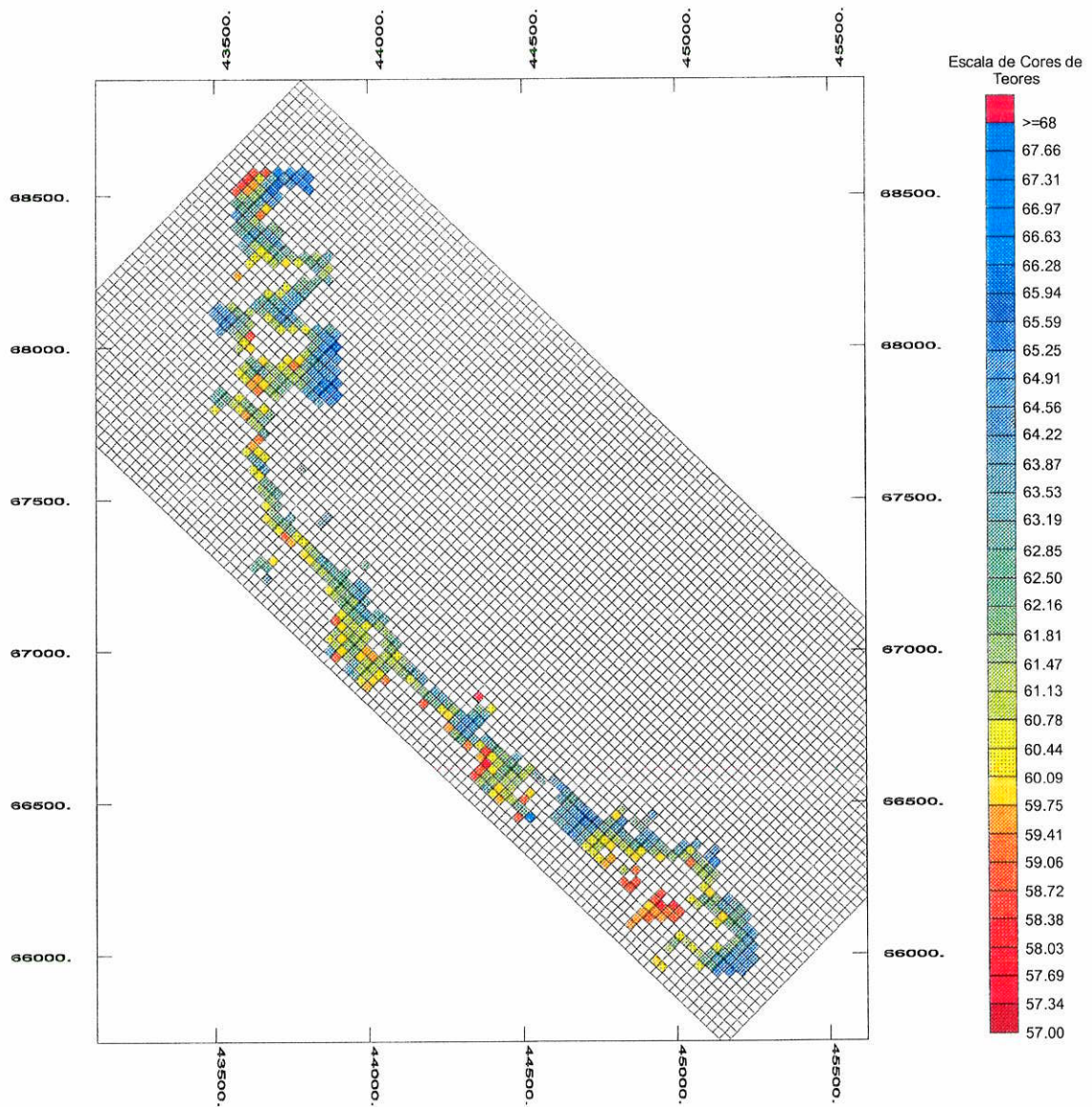


Figura A 20: Imagem dos blocos de minério com teores de Fe interpolados por IPD na bancada de cota 1582 m.



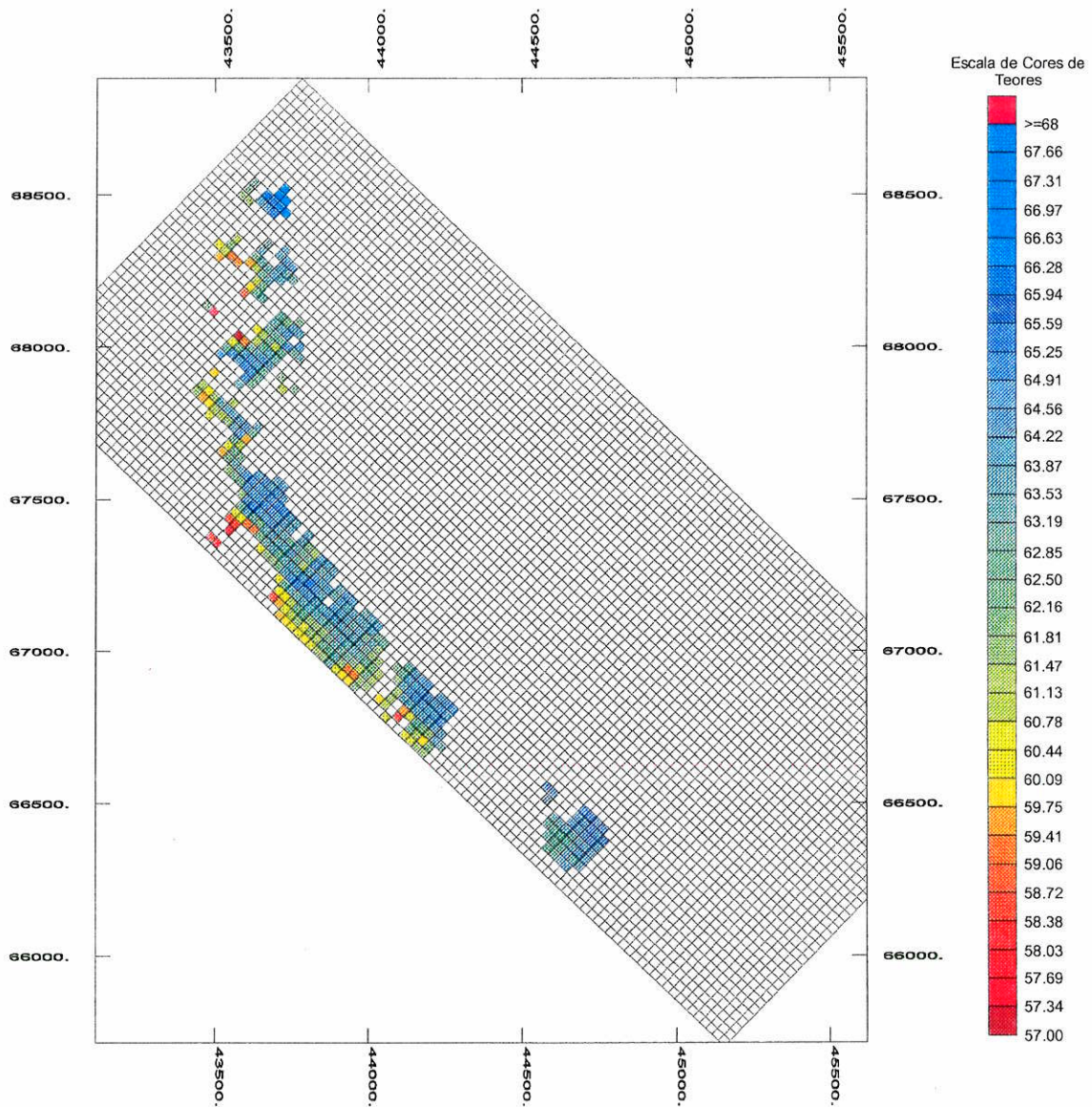


Figura A 21: Imagem dos blocos de minério com teores de Fe interpolados por IPD na bancada de cota 1634 m.

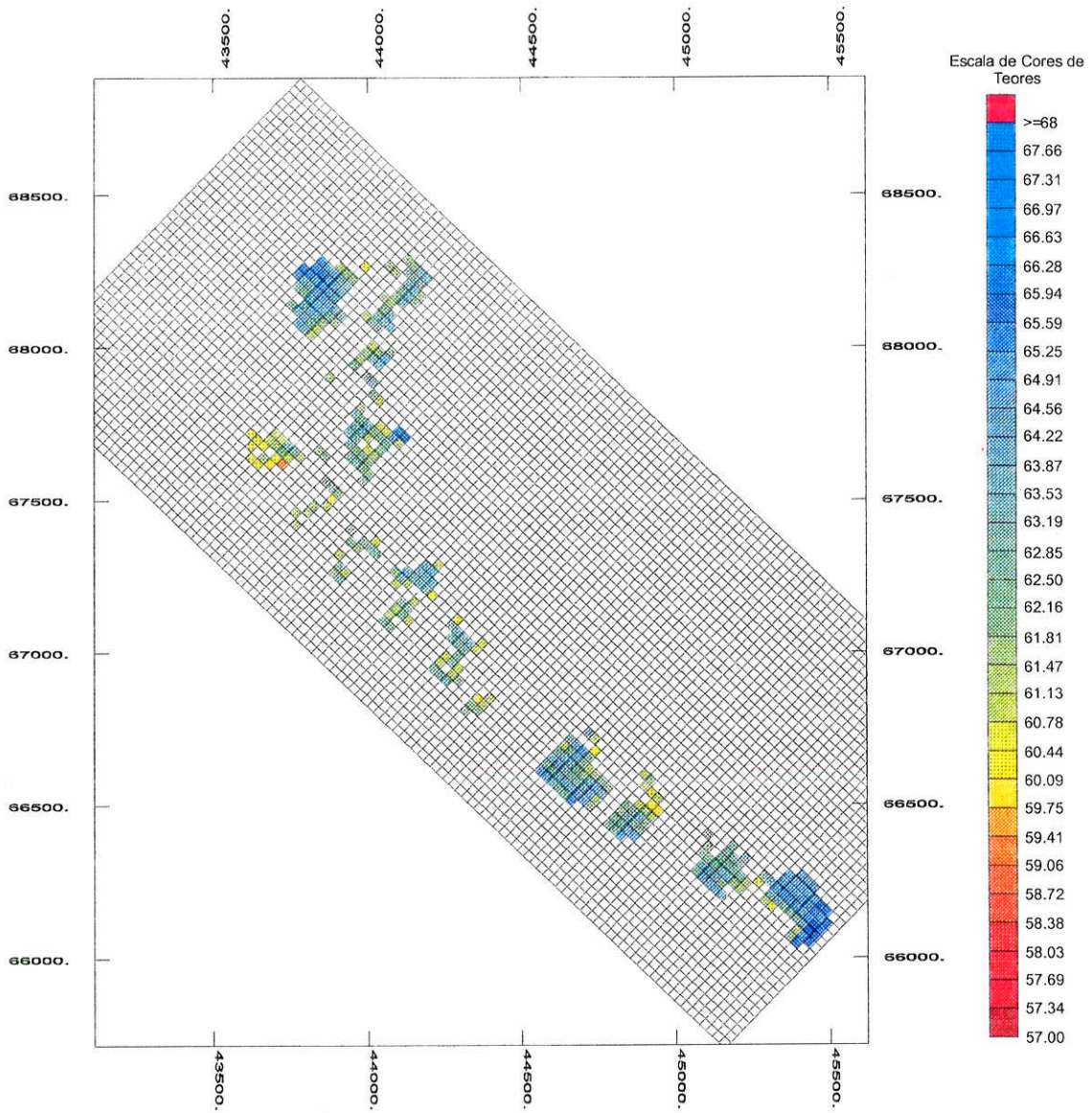


Figura A 22: Imagem dos blocos de minério com teores de Fe interpolados por KO na bancada de cota 1452 m.

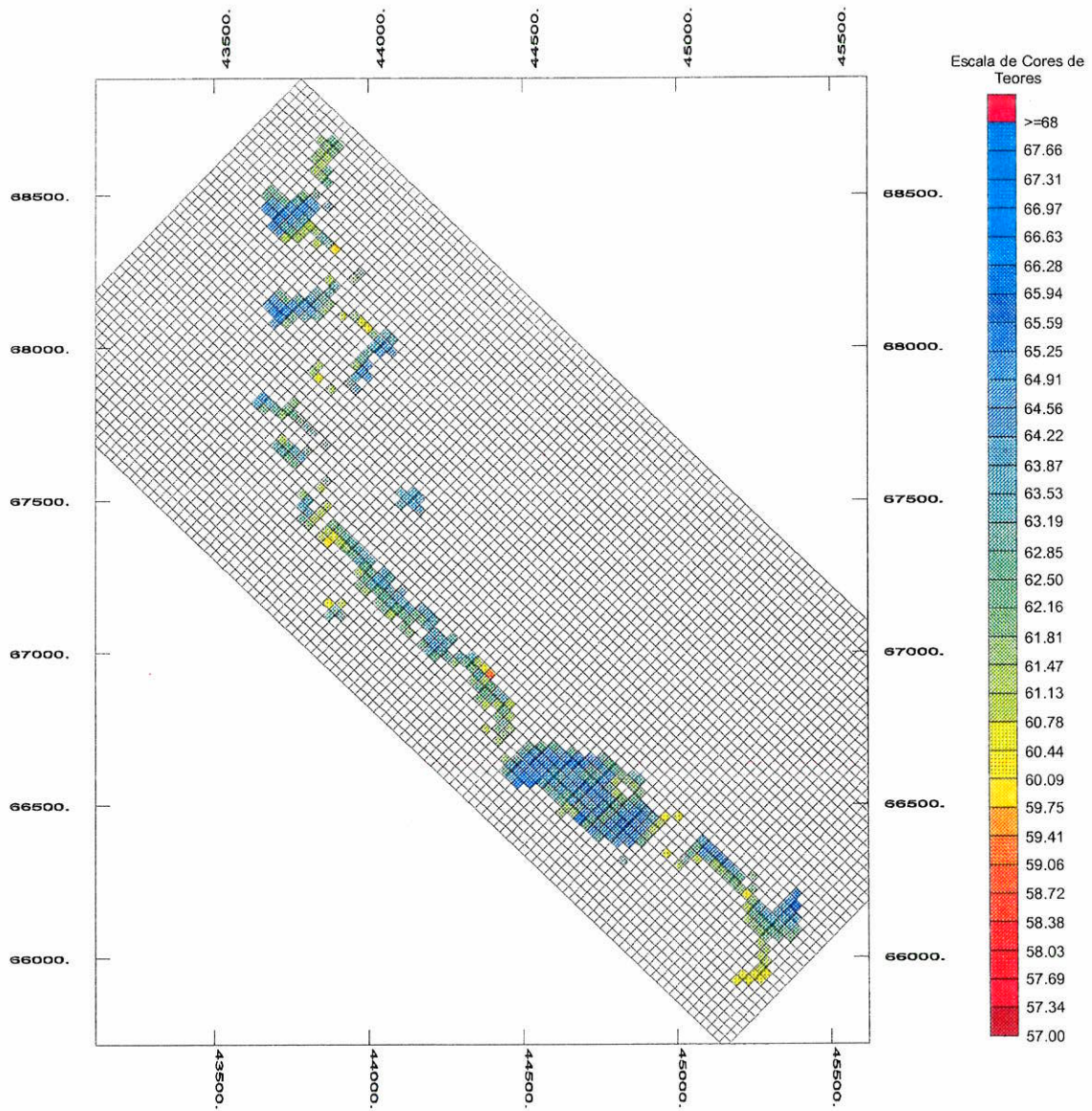


Figura A 23: Imagem dos blocos de minério com teores de Fe interpolados por KO na bancada de cota 1504 m.

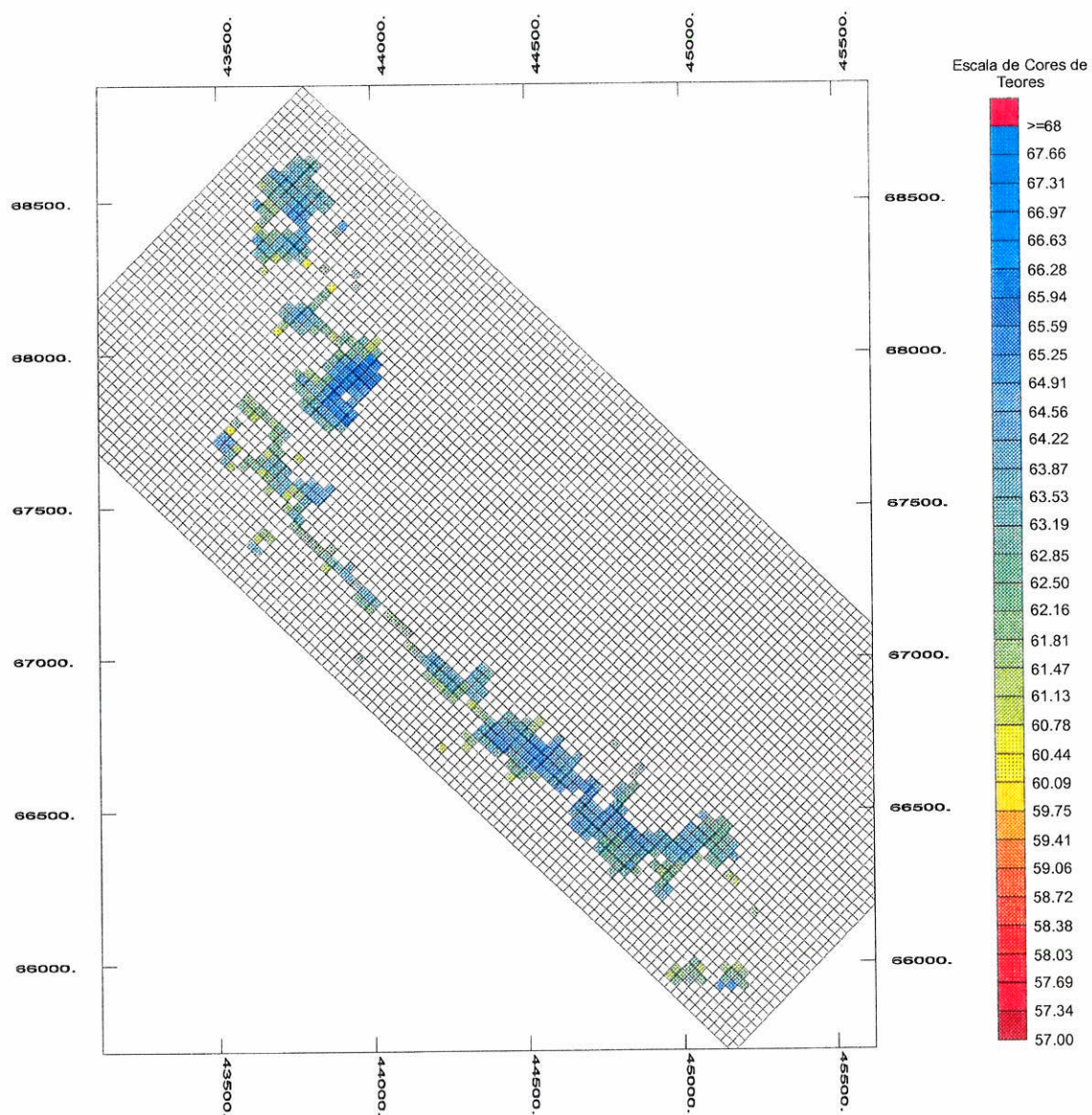


Figura A 24: Imagem dos blocos de minério com teores de Fe interpolados por KO na bancada de cota 1543 m.

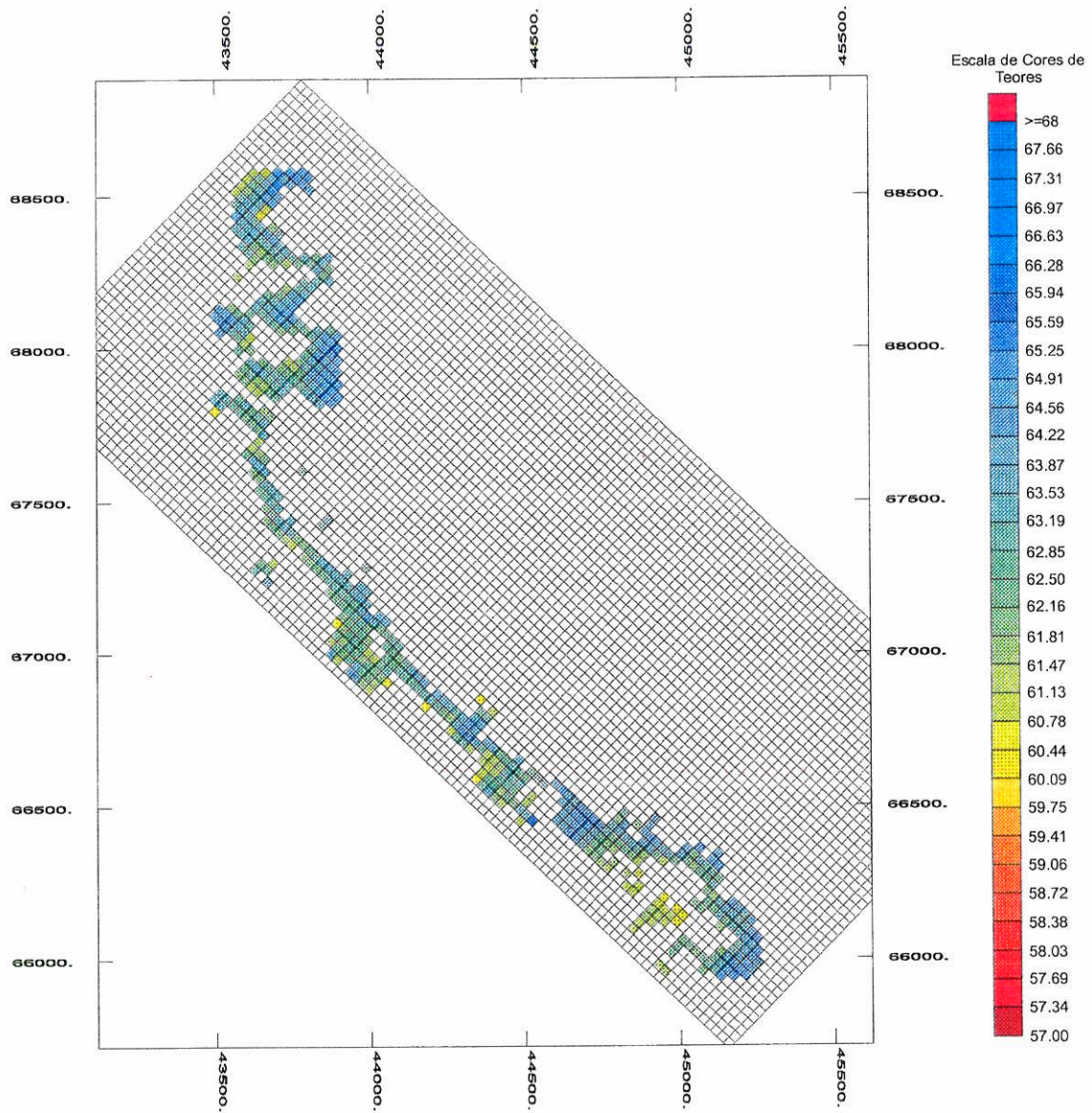


Figura A 25: Imagem dos blocos de minério com teores de Fe interpolados por KO na bancada de cota 1582 m.

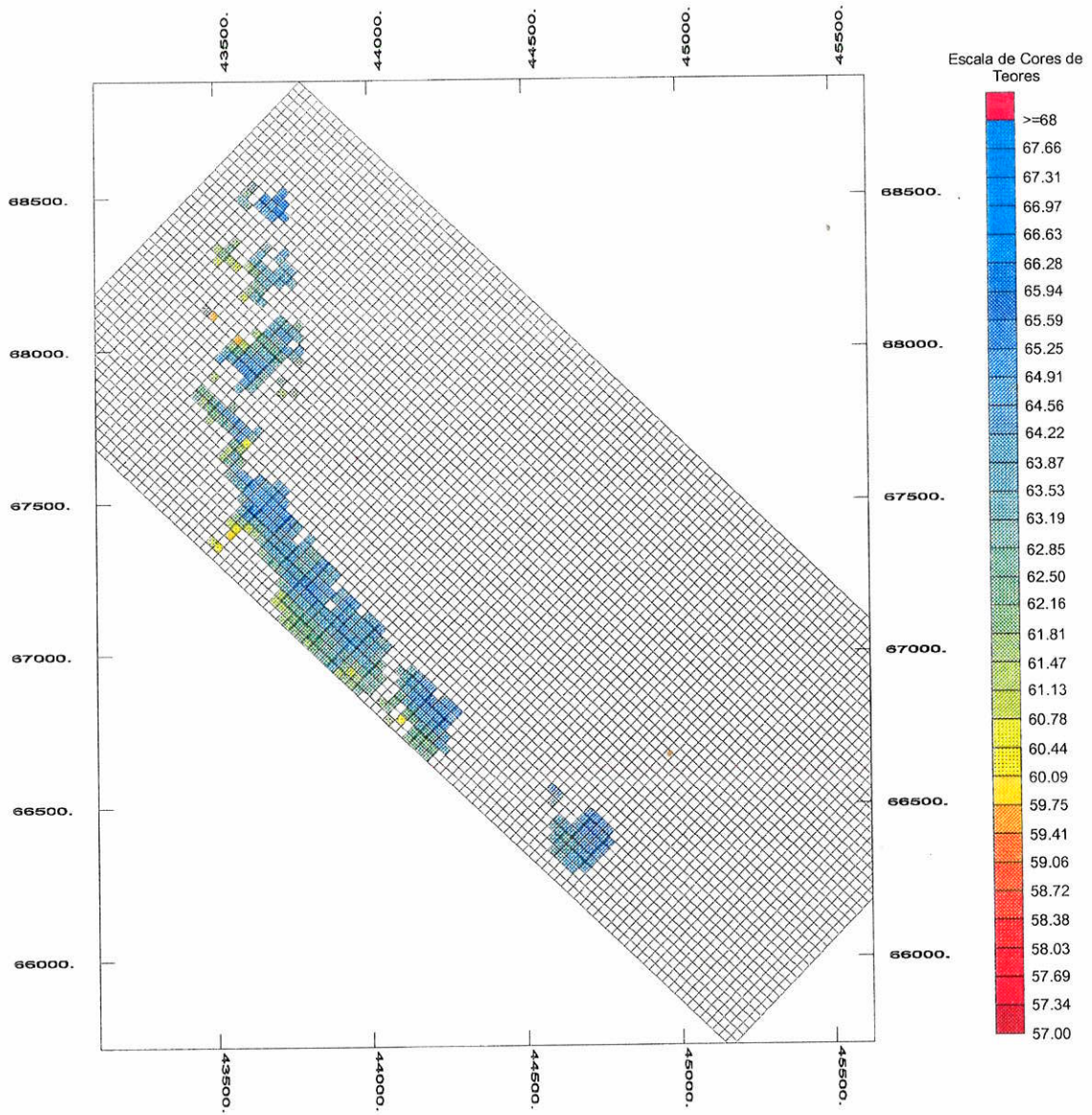


Figura A 26: Imagem dos blocos de minério com teores de Fe interpolados por KO na bancada de cota 1634 m.