



INSTITUTO SUPERIOR TÉCNICO
Universidade Técnica de Lisboa

**Modelação tridimensional de uma jazida mineral
prospectada por sondagens e objectivando a sua
exploração a céu aberto**

Bruno Manuel Prates Catarino

Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em
Engenharia Geológica e de Minas

Júri

Presidente: Professor António Manuel Álvares Serrão Maurício

Orientador: Doutor Carlos Altino Jansen Verdades Dinis da Gama

Vogal: Professor Pedro Alexandre Marques Bernardo

Dezembro 2009

*Dedicado a toda a minha família,
em especial aos meus pais...*

AGRADECIMENTOS

Quero exprimir o meu profundo agradecimento a todas as pessoas que, directa ou indirectamente, contribuíram para a realização deste trabalho:

- Ao meu orientador, Professor Dinis da Gama, cuja amizade, ensinamentos e constante encorajamento foram fundamentais para a elaboração desta dissertação e assim o serão certamente para o resto da minha vida profissional.
- Ao Prof. Doutor Xie Qiang, (University of Chongqing, China), pela disponibilidade para me ajudar a todo o momento.
- Ao meu colega Pedro Correia, pelas inúmeras sugestões, críticas construtivas e preciosa ajuda em vários aspectos deste trabalho.
- Aos meus colegas, Dr. Antero Ferreira da Silva e Dr. Duarte Soares, pelos ensinamentos geológicos.
- Ao Dr. Acúrcio Parra (INETI), pela disponibilização dos dados usados no caso de estudo.
- Ao professor Vidal Navarro, pela amizade, constante preocupação e motivação que me foi dando.
- A todos os Professores do Departamento de Minas, pelos ensinamentos e amizade.
- Ao Sr. Fernandes (CEGEO), pela boa disposição e por me ajudar a manter um bom *karma*.
- A todos os meus amigos em geral e colegas geólogos e mineiros, em particular (sem mencionar nomes, porque corro sérios riscos de me esquecer de alguém...), pela amizade, companheirismo e incentivos vários.
- A ti, Ângela, por tudo o que significas para mim a cada momento que passa...

The life of a mine does not start the day production begins, but many years before, when the company sets out to explore for a mineral deposit. A good deal of time and money is spent simply looking for, locating and quantifying a promising mineral occurrence. Not many will be found and not many of the ones found will have the potential to become mines....

Anonymous, Groupe de Reflexion, cf. Champigny and Armstrong, 1994

Modelação tridimensional de uma jazida mineral prospectada por sondagens e objectivando a sua exploração a céu aberto

RESUMO

A exploração mineira de uma jazida mineral pressupõe a prévia determinação da quantidade e qualidade de minério passível de ser extraído de um modo rentável. Neste contexto, é fundamental a elaboração de um modelo representativo da mesma, que reflecta de forma válida as suas características litológicas, estruturais, geométricas, mineralógicas, físicas, químicas e ainda o modo como se distribuem as mineralizações e a sua relação espacial dentro da própria jazida.

O desenvolvimento das ferramentas informáticas, a que diariamente assistimos, permite que modelos deste tipo possam ser representados tridimensionalmente, de uma maneira rápida e rigorosa, assim o permitam a quantidade e qualidade dos dados disponíveis para tal. Este aspecto constitui uma grande evolução no que diz respeito à metodologia usada no passado, assente essencialmente em trabalho manual e, portanto, sujeito a uma elevada dificuldade em quantificar de forma válida os vários parâmetros em interesse.

O objectivo desta dissertação é aplicar uma metodologia adequada para, não só, rever os conceitos fundamentais das várias etapas a percorrer para a construção destes modelos (Parte I), como também, ilustrar na prática a aplicação dos mesmos, mediante o uso de ferramentas informáticas (Parte II).

Portanto, explicitamente como caso de estudo, foi feita a modelação de uma pequena área pertencente à jazida de ferro de Cabeço da Mua (Moncorvo), construído mediante a discretização do jazigo num arranjo tridimensional de blocos, tendo como objectivo, primeiro, a construção do 1) Modelo Geológico, seguido do 2) Inventário Mineral (recurso geológico) e posterior 3) cálculo da Reserva Economicamente Explorável, a céu aberto. Esta, foi conseguida mediante o uso de um algoritmo matemático – Método dos Cones Flutuantes – com o qual se definiu o “pit” óptimo da mina, tendo em conta que para usar aquele algoritmo é necessário o pré estabelecimento de um teor de corte e do ângulo geral dos taludes no final da escavação mineira.

Os resultados obtidos (recurso geológico de 36.37 Mt com 43.0% Fe e 0.43 % P e reserva economicamente explorável de 15.4 Mt com 43.55% Fe e 0.41% P), mostram que a modelação levada a cabo reflecte de forma válida as características gerais da jazida e estão de acordo com as informações conhecidas a partir de relatórios feitos no passado, acerca da viabilidade económica da mesma e do modo como se distribuem no espaço os teores em substância útil e penalizante.

Palavras-Chave:

Arranjo tridimensional de blocos
Modelo geológico
Inventário mineral
Reserva economicamente explorável
Método dos cones flutuantes
“Pit” óptimo

3D open-pit mining model(ing) of drill-holes-prospected ore-bodies

ABSTRACT

Mineral deposits exploitation depends on the qualitative and quantitative assessment of cost-effective-extracted ores. Thus, it is always essential to create a representative model of each deposit, involving their lithological, structural, geometric, mineralogical, physical and chemical characteristics, as well as the distribution of ore grades and their spatial relationships inside the ore-body.

The continuous development of new data processing tools allows that such models can be represented in three dimensions, quickly and accurately, thereby enabling the amount and quality of data available for that purpose. This is a major evolution with regard to the methodology used in the past, mainly based on manual methods and therefore subjected to a high level of subjectivity.

The aim of this dissertation is not only to review the fundamental concepts of the various steps taken in the preparation of these models (presented in Part I), but also to illustrate the practical application of these procedures through the use of appropriate software (in Part II).

As a case study of application, the modeling a small area belonging to the iron ore deposit of Mua (Moncorvo), was conducted by a three-dimensional array of blocks, with the purpose of developing their geological model, followed by the mineral inventory and subsequent determination of their economically exploitable reserves in an open-pit mine. The latter was achieved by using the floating cone mathematical algorithm in order to determine the optimum pit, taking into account the constraints of a certain cut-off grade and safe excavation bench slope angles at the end of mining.

The obtained results for mineral inventory data (a geological resource of 36.37 Mt with 43.0% Fe and 0.43 % P), and economic mineable reserve (15.4 Mt with 43.55% Fe and 0.41% P) are showing that the models developed for that study area reflect the general characteristics of the deposit and are consistent with the available information taken from past reports on the economic feasibility of that mining project.

Keywords:

Three-dimensional array of blocks

Geological model

Mineral inventory

Economically exploitable reserves

Floating cone method

Optimum pit

ÍNDICE GERAL

PARTE I – REVISÃO DOS CONCEITOS TEÓRICOS FUNDAMENTAIS ACERCA DA MODELAÇÃO TRIDIMENSIONAL DE JAZIDAS MINERAIS	1
I.1 – INTRODUÇÃO	1
I.2 – AMOSTRAGEM DE DEPÓSITOS MINERAIS POR MEIO DE PROSPECÇÃO POR SONDAGENS: ASPECTOS GERAIS	4
I.2.1 – Amostragem.....	4
I.2.2 – Prospecção por sondagens: malhas de perfuração.....	5
I.2.2.1 – Densidade das malhas de perfuração.....	7
I.2.2.2 – Metodologias para determinar a malha de sondagens	8
I.2.3 – Tratamento estatístico dos dados oriundos da amostragem	10
I.2.3.1 – Parâmetros estatísticos	10
I.2.3.1.1 – Média	10
I.2.3.1.2 – Variância e Desvio Padrão.....	11
I.2.3.1.3 – Coeficiente de variação	11
I.2.3.1.4 – Covariância e correlação linear simples de Pearson	11
I.2.3.1.5 – Histogramas.....	12
I.3 – COMPOSIÇÃO PONDERADA DAS AMOSTRAS	13
I.3.1 – Introdução	13
I.3.2 – Metodologias	13
I.4 – MODELO DE BLOCOS DE UMA JAZIDA MINERAL.....	16
I.4.1 – Introdução	16
I.4.2 – Metodologia	17
I.5 – EXTENSÃO DAS AMOSTRAS AOS BLOCOS: ESTIMATIVA DOS RECURSOS GEOLÓGICOS (INVENTÁRIO MINERAL)	20
I.5.1 – Introdução	20
I.5.2 – Metodologias	21
I.5.2.1 – Métodos Clássicos.....	23
I.5.2.1.1 – Método das Secções	23
I.5.2.1.2 – Método dos Polígonos.....	24
I.5.2.1.3 – Método dos Triângulos	25
I.5.2.1.4 – Método das Matrizes de Blocos	26
I.5.2.1.5 – Método dos Contornos	26
I.5.2.1.6 – Método do Inverso de uma Potência da Distância.....	28
I.5.2.1.7 – Métodos Geoestatísticos	30
I.6 – CÁLCULO DA RESERVA ECONOMICAMENTE EXPLORÁVEL EM MINAS A CÉU ABERTO	32

I.6.1 – Introdução	32
I.6.2 – Etapas Fundamentais	33
I.6.3 – Metodologias	34
I.6.3.1 – Método dos Cones Móveis: aspectos gerais	35
I.6.3.2 – Algoritmo de Lerchs & Grossman: aspectos gerais	37
I.6.4 – Comentário	39

PARTE II – CASO DE ESTUDO: MODELAÇÃO TRIDIMENSIONAL DE UMA ÁREA SITUADA NA JAZIDA DE FERRO DE CABEÇO DA MUA (MONCORVO)

II.1 – OBJECTIVO.....	41
II.2 – METODOLOGIA.....	42
II.2.1 – Dados disponibilizados e dados recolhidos.....	42
II.2.2 – Tratamento dos dados e etapas metodológicas.....	42
II.3 – ENQUADRAMENTO DA ÁREA EM ESTUDO	45
II.3.1 – Localização e características geomorfológicas.....	45
II.3.2 – Geologia regional: aspectos gerais	45
II.3.3 – Estratigrafia.....	47
II.3.3.1 – Câmbrico.....	47
II.3.3.1.1 – Complexo Xisto – Grauváquico	47
II.3.3.2 – Ordovícico.....	48
II.3.3.2.1 – Formação Quartzítica (Lanviriano – Arenigiano).....	48
II.3.3.2.2 – Formação de Quinta da Ventosa – Ve (Tremadociano?).....	48
II.3.3.2.3 – Formação Xistenta – Xi (Landeiliano – Lanviriano).....	48
II.3.3.3 – Silúrico	48
II.3.3.4 – Quaternário	49
II.3.3.4.1 – Depósitos de vertente – v (Holocénico).....	49
II.3.3.5 – Rochas Plutónicas	49
II.3.3.5.1 – Granitos Variscos	49
II.3.3.6 – Filões/veios, Aplitos e Pegmatitos.....	49
II.3.3.6.1 – Filões/veios de quartzo.....	49
II.3.3.6.2 – Aplitos e pegmatitos	50
II.3.4 – Jazigo de Ferro de Moncorvo	50
II.3.4.1 – Tipologias do Minério.....	51
II.3.4.1.1 – Minério compacto magnético / quartzítico.....	51
II.3.4.1.2 – Minério granular (magnetite) martítico / especularítico	51
II.3.4.1.3 – Minério limonítico.....	51
II.3.4.2 – Génese do Jazigo.....	51
II.3.5 – Jazigo de Cabeço da Mua	52
II.3.5.1 – Litoestratigrafia, Estrutura e Geometria.....	52
II.3.5.2 – Mineralização.....	53

II.3.5.3 – Trabalhos de pesquisa efectuados no jazigo de Cabeço da Mua.....	54
II.4 – MODELAÇÃO GEOLÓGICA DA ÁREA EM ESTUDO	56
II.5 – VALORES DA AMOSTRAGEM: ANÁLISE ESTATÍSTICA SIMPLES.....	61
II.5.1 – Ferro Total (FeT)	61
II.5.2 – Fósforo (P).....	62
II.5.3 – Análise da correlação linear entre as variáveis ferro total (FeT), fósforo (P), sílica (SiO ₂) e profundidade	62
II.6 – MAPEAMENTO, COMPOSIÇÃO E EXTENSÃO DAS AMOSTRAS AOS BLOCOS: ELABORAÇÃO DO INVENTÁRIO MINERAL	68
II.7 – CÁLCULO DA RESERVA ECONOMICAMENTE EXPLORÁVEL	75
II.8 – ANÁLISE CRÍTICA	80
II.9 – CONCLUSÕES, COMENTÁRIOS E SUGESTÕES.....	82
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	83

APÊNDICE – Sobre o uso da *krigagem* normal para estimar os teores em ferro na área em estudo (reserva geológica e reserva economicamente explorável).

1 – Introdução.....	1
2 – Variogramas experimentais e modelo variográfico	1
3 – Estimação dos teores em ferro por krigagem normal (inventário mineral)	3
4 – Incerteza na estimacão	6
5 – Estimativa do teor médio em ferro na reserva economicamente explorável	6
5 – Quantidade total de minério na reserva economicamente explorável e lucro a obter com a exploração mineira.....	8

ANEXOS

ANEXO N°1: Logs das sondagens.

ANEXO N°2: Correlação lateral entre sondagens.

ANEXO N°3: Distribuição do ferro na área em estudo.

ANEXO N°4: Distribuição do fósforo na área em estudo.

ANEXO N°5: Distribuição do ferro na escavação mineira.

ANEXO N°6: Distribuição do fósforo na escavação mineira.

ANEXO N°7: Teores de ferro (FeT) compostos.

ANEXO N°8: Definição dos conceitos de recursos minerais inferidos, indicados e medidos e reservas minerais indicadas e medidas.

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura I.1 – Etapas para avaliação e estudo de viabilidade técnico-económica de um depósito mineral. (adaptado de Barnes, 1980).....	2
Figura I.2 – Malhas regulares de sondagem: a) quadrada; b) rectangular; c) romboédrica (adaptado de Maranhão, 1985).	5
Figura I.3 – Esquema hipotético de uma jazida sedimentar de ferro ilustrando a direcção e o espaçamento entre sondagens (em cima: planta; em baixo: perfil).	6
Figura I.4 – Representação esquemática de uma hipotética jazida de ferro em que a mineralização é condicionada por uma estrutura dobrada. A: furos interceptando as zonas mais ricas do depósito; B: furos interceptando as zonas mais pobres.....	7
Figura I.5 – Valores da malha para obtenção de reservas geológicas: MR = Metais Raros; PO = Depósitos Polimetálicos. O menor comprimento é no sentido da inclinação. (adaptado de Maranhão, 1985, <i>in</i> Kuzvart & Böhmer, 1978).	9
Figura I.6 – Representação esquemática de um furo de sondagem e respectivos troços mineralizados (adaptado de Hustrulid & Kuchta, 2006).	14
Figura I.7 – Esquema exemplificativo de um furo de sondagem e respectivos troços mineralizados e projecção de uma hipotética bancada (adaptado de Hustrulid & Kuchta, 2006).	14
Figura I.8 – Modelo tridimensional de um depósito hipotético discretizado em blocos. (adaptado de Wright, 1990).	16
Figura I.9 – Esquematização das fases principais para a construção de um modelo de blocos (adaptado de Gama, 1974).	19
Figura I.10 – Representação bidimensional da aplicação da técnica de extensão para estimar o valor dos blocos de um inventário mineral (modificado de Sinclair & Blackwell, 2002).	21
Figura I.11 – Exemplos esquemáticos de alguns dos métodos de extensão clássicos para avaliação de jazidas minerais: A, B, C e D: Poligonais, E: Triangulares e F: Secções (adaptado de Sinclair & Blackwell, 2002).	23
Figura I.12 – Representação esquemática do contacto estéril/minério real (e irregular) e interpretado (ou interpolado) entre sondagens (modificado de Sinclair & Blackwell, 2002).	24
Figura I.13 – Ilustração da construção de polígonos, a cada qual é atribuído um teor em substância útil (adaptado de Sinclair & Blackwell, 2002).	24
Figura I.14 – Ilustração do método das matrizes de blocos: ajuste de blocos entre sondagens (adaptado de Revuelta & Jimeno, 1997).	26
Figura I.15 – Mapa de isolinhas de teor em cobre. <i>Similkameen porphyry copper deposit</i> , Princeton, B.C. (adaptado de Sinclair & Blackwell, 2002).	27
Figura I.16 – Esquematização da estimação de blocos através do método do inverso da distância (adaptado de Sinclair & Blackwell, 2002).	29
Figura I.17 – Principais aplicações da geoestatística para a avaliação de um jazigo mineral (adaptado de Jimeno, 1997).	30

Figura I.18 – Fluxograma do algoritmo utilizado pela técnica dos cones positivos móveis (adaptado de Bernardo, 1992).....	37
Figura I.19 – Exemplo a 2-D do funcionamento do algoritmo de Lerchs & Grossman (1965). (adaptado de Khalokakaie, <i>et al</i> (2000).	38
Figura II.1 – Resumo esquemático da metodologia adoptada.....	44
Figura II.2 – Enquadramento geográfico da jazida de ferro de Cabeço da Mua.	45
Figura II.3 – Zonas paleogeográficas e tectónicas do Maciço Hespérico (adaptado de Ribeiro <i>et al</i> , 1979).....	46
Figura II.4 – Mapa geológico da região de Moncorvo (adaptado de d'Orey, 1999).....	46
Figura II.5 – Diagrama esquemático (sem escala) do sinclínório de Moncorvo. (adaptado de d'Orey, 1999).....	50
Figura II.6 – Distribuição das sondagens efectuadas no jazigo de Cabeço da Mua (a azul: campanha de 1961/62; a vermelho: campanha de 1978/79) e delimitação da área em estudo.....	55
Figura II.7 – Mapa topográfico bidimensional ilustrando o posicionamento das sondagens face à geomorfologia do terreno.	56
Figura II.8 – Representação tridimensional da morfologia da área em estudo.....	56
Figura II.9 – Representação tridimensional ilustrando o posicionamento das sondagens face à superfície do terreno.....	57
Figura II.10 – Malha tridimensional de blocos utilizada.....	58
Figura II.11 – Modelo geológico da área em estudo (em cima: imagem de satélite).....	59
Figura II.12 – Perfis geológicos efectuados para a área em estudo.....	60
Figura II.13 – Modelo de blocos ilustrando a distribuição espacial dos teores de ferro total (perspectiva SW).	69
Figura II.14 – Modelo de blocos ilustrando a distribuição espacial dos teores de ferro total (perspectiva NW).	70
Figura II.15 – Modelo de blocos ilustrando a distribuição espacial dos teores de P (perspectiva SW).	70
Figura II.16 – Modelo de blocos ilustrando a distribuição espacial dos teores de P (perspectiva NW).	71
Figura II.17 – Topografia da área em estudo no final da escavação.....	77
Figura II.18 – Quantidade total de minério passível de ser extraído de acordo com a geometria da escavação mineira.....	78
Figura II.19 – Exemplo de um perfil entre sondagens mostrando os teores em ferro estimados (Inventário Mineral), face aos dados originais.	81

APÊNDICE:

Figura 1 – Variogramas das direcções principais e representação esquemática do elipsóide de variografia.....	2
Figura 2 – Distribuição dos teores em ferro estimados na área em estudo (<i>krigagem normal</i>).	5

Figura 3 – Distribuição dos teores em ferro estimados na área em estudo (inverso do quadrado da distância)	5
Figura 4 – Incerteza da <i>krigagem</i> normal na estimação dos teores em ferro na área em estudo.....	6
Figura 5 – Topografia do terreno no final da escavação: em cima, com os teores da reserva geológica interpolados pelo inverso do quadrado da distância; em baixo, com os teores interpolados por <i>krigagem</i> normal.....	8

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico II.1 – Histograma para o ferro total (conjunto das sondagens)	61
Gráfico II.2 – Histograma para o fósforo (conjunto das sondagens)	62
Gráfico II.3 (esquerda) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e fósforo na sondagem S 101.	63
Gráfico II.4 (direita) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e fósforo na sondagem S 102.....	63
Gráfico II.5 (esquerda) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e fósforo na sondagem S 103.	63
Gráfico II.6 (direita) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e fósforo na sondagem S 104.....	63
Gráfico II.7 (esquerda) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e fósforo na sondagem S 105.	63
Gráfico II.8 (direita) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e fósforo na sondagem S 106.....	63
Gráfico II.9 – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e fósforo na sondagem S 107A. ...	63
Gráfico II.10 (esquerda) – Variação dos teores de ferro e sílica na sondagem S 101.	64
Gráfico II.11 (direita) – Variação dos teores de ferro e sílica na sondagem S 102.	64
Gráfico II.12 (esquerda) – Variação dos teores de ferro e sílica na sondagem S 103.	64
Gráfico II.13 (direita) – Variação dos teores de ferro e sílica na sondagem S 104.	64
Gráfico II.14 (esquerda) – Variação dos teores de ferro e sílica na sondagem S 105.	64
Gráfico II.15 (direita) – Variação dos teores de ferro e sílica na sondagem S 106.	64
Gráfico II.16 – Variação dos teores de ferro e sílica na sondagem S 107A.	65
Gráfico II.17 (esquerda) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e sílica na sondagem S 101.....	65
Gráfico II.18 (direita) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e sílica na sondagem S 102.....	65
Gráfico II.19 (esquerda) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e sílica na sondagem S 103.....	65
Gráfico II.20 (direita) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e sílica na sondagem S 104.....	65

Gráfico II.21 (esquerda) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e sílica na sondagem S 105.....	66
Gráfico II.22 (direita) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e sílica na sondagem S 106.....	66
Gráfico II.23 – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e sílica na sondagem S 107A.....	66
Gráfico II.24 (esquerda) – Variação dos teores de fósforo na sondagem S 101.....	66
Gráfico II.25 (direita) – Variação dos teores de fósforo na sondagem S 102.....	66
Gráfico II.26 (esquerda) – Variação dos teores de fósforo na sondagem S 103.....	66
Gráfico II.27 (direita) – Variação dos teores de fósforo na sondagem S 104.....	66
Gráfico II.28 (esquerda) – Variação dos teores de fósforo na sondagem S 105.....	67
Gráfico II.29 (direita) – Variação dos teores de fósforo na sondagem S 106.....	67
Gráfico II.30 – Variação dos teores de fósforo na sondagem S 107A.....	67
Gráfico II.31 – Histograma para o ferro (composição por bancadas).....	68
Gráfico II.32 – Histograma para o fósforo (composição por bancadas).....	69
Gráfico II.33 – Histograma para o ferro no inventário mineral.....	72
Gráfico II.34 – Histograma para o fósforo no inventário mineral.....	72
Gráfico II.35 (esquerda) – Correlação entre teores de ferro reais vs estimados.....	73
Gráfico II.36 (direita) – Correlação entre teores de fósforo reais vs estimados.....	73
Gráfico II.37 – Dispersão entre os teores de ferro e fósforo no Inventário Mineral.....	73
Gráfico II.38 – Histograma para o ferro na reserva economicamente explorável.....	79
Gráfico II.39 – Histograma para o fósforo na reserva economicamente explorável.....	79

APÊNDICE:

Gráfico 1 – Histograma para o ferro no inventário mineral (<i>krigagem</i> normal).....	4
Gráfico 2 – Histograma para o ferro no inventário mineral (inverso do quadrado da distância).....	4
Gráfico 3 – Histograma para o ferro na reserva economicamente explorável (<i>krigagem</i> normal).....	7
Gráfico 4 – Histograma para o ferro na reserva economicamente explorável (Inverso do quadrado da distância).....	7

ÍNDICE DE TABELAS

Tabela II.1 – Parâmetros registados para cada <i>log</i> de sondagem.....	43
Tabela II.2 – Tipos litológicos atravessados pelas sondagens e seu enquadramento litoestratigráfico.....	43
Tabela II.3 – Densidades dos diversos tipos litológicos e litoestratigráficos.....	58
Tabela II.4 – Estatísticos para o ferro (conjunto das sondagens).....	61
Tabela II.5 – Estatísticos para o fósforo (conjunto das sondagens).....	62
Tabela II.6 – Estatísticos para o ferro (composição por bancadas).....	68
Tabela II.7 – Estatísticos para o fósforo (composição por bancadas).....	68
Tabela II.8 – Estatísticos para o ferro no inventário mineral.....	71

Tabela II.9 – Estatísticos para o fósforo no inventário mineral.....	71
Tabela II.10 – Características geométricas da exploração a céu aberto.	76
Tabela II.11 – Características da reserva economicamente explorável na área em estudo.....	76
Tabela II.13 – Estatísticos para o conteúdo de ferro no minério economicamente explorável.	78
Tabela II.14 – Estatísticos para o conteúdo de fósforo no minério economicamente explorável.	78

APÊNDICE:

Tabela 1 – Estatísticos para o ferro no inventário mineral (<i>krigagem</i> normal).....	3
Tabela 2 – Estatísticos para o ferro no inventário mineral (inverso do quadrado da distância).....	3
Tabela 3 – Estatísticos para o ferro na reserva economicamente explorável (<i>krigagem</i> normal).	7
Tabela 4 – Estatísticos para o conteúdo de ferro na reserva economicamente explorável (inverso do quadrado da distância).....	7

ÍNDICE DE EQUAÇÕES E EXPRESSÕES

Eq. I.1: Área de influência de um furo de sondagem.....	7
Eq. I.2: Média aritmética.....	10
Eq. I.3: Média ponderada.....	10
Eq. I.4: Variância.....	11
Eq. I.5: Coeficiente de variação.....	11
Eq. I.6: Covariância.....	11
Eq. I.7: Coeficiente de correlação linear simples.....	11
Eq. I.8: Teor médio composto para um troço mineralizado.....	13
Eq. I.9: Factor de ponderação.....	14
Eq. I.10: Teor médio composto para uma bancada.....	15
Eq. I.11: Valor económico de um bloco.....	33
Eq. I.12: Benefício (ou perdas).....	33
Eq. II.13: Erro padrão da média.....	61
Eq. II.14: Teor de corte.....	75

PARTE I – REVISÃO DOS CONCEITOS TEÓRICOS FUNDAMENTAIS ACERCA DA MODELAÇÃO TRIDIMENSIONAL DE JAZIDAS MINERAIS

I.1 – INTRODUÇÃO

O reconhecimento geológico de um depósito mineral é susceptível de ser materializado por modelos de vários tipos. Assim, o problema inicial prende-se com o desenvolvimento de um modelo adequado ao corpo mineralizado, o qual é baseado em informações recolhidas por meio de técnicas de prospecção geológica, das quais, as sondagens (e suas análises litológicas, químicas e físicas) constituem as fontes mais comuns de informação.

A construção de um modelo tridimensional de um depósito mineral passível de ser explorado a céu aberto é um dos aspectos comuns no que diz respeito à avaliação do seu eventual potencial técnico-económico. O processo de avaliação tem por base várias premissas fundamentais:

1. Enquadramento geográfico e geológico;
2. Geometria tridimensional do depósito mineral;
3. Teor médio do depósito;
4. Distribuição espacial dos teores no seio do depósito;
5. Constrangimentos políticos, ambientais, técnicos, etc.

Este processo, normalmente termina com uma fase de estudo de viabilidade económico-financeira, no qual se procura responder a questões que dizem respeito aos aspectos económico-financeiros da eventual abertura de uma mina. Portanto, o estudo de viabilidade é fundamental para avaliar se um depósito mineral pode vir ou não a ser considerado um jazigo mineral, do qual se pode extrair minério de um modo rentável, ou seja, obtendo-se lucro.

Na figura I.1, estão discriminadas as etapas fundamentais para levar a cabo os procedimentos de 1) avaliação e 2) estudo de viabilidade técnico-económica de um depósito mineral. Como pode ser observado naquela figura, as primeiras etapas a cumprir em qualquer programa de exploração mineira, dizem respeito ao *mapeamento* e à *amostragem* do depósito mineral.

A amostragem pode ser feita directamente através de furos de sondagem ou outros métodos (como por exemplo: abertura de trincheiras, poços, canais, galerias, etc.), consoante as especificidades do local ou do objectivo de uma eventual futura exploração. Quando se usam furos de sondagem para prospecção e para colheita de amostras, são normalmente elaborados os denominados *logs* de sondagem. Nestes se incluem, para além de outras informações, os tipos litológicos atravessados e os valores (teores) correspondentes à mineralização interceptada ao longo do furo. Esta informação é fundamental para todas as etapas subsequentes do processo de avaliação do depósito mineral.

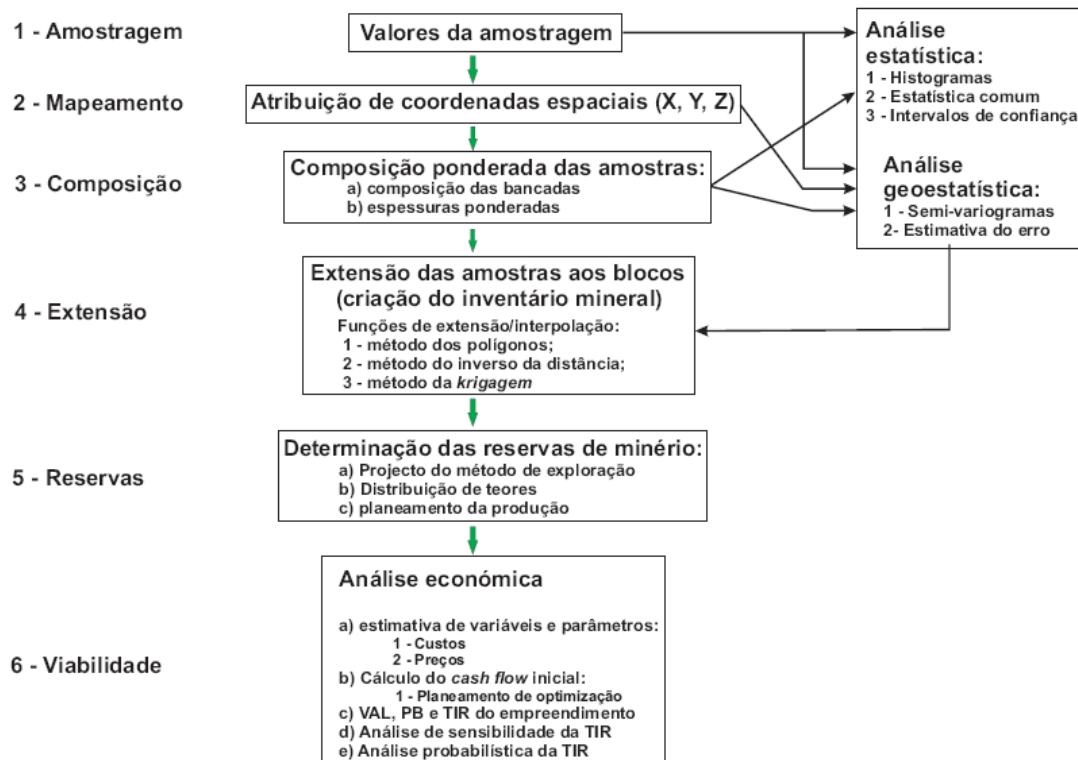


Figura I.1 – Etapas para avaliação e estudo de viabilidade técnico-económica de um depósito mineral. (adaptado de Barnes, 1980).

As informações de cada sondagem (teores) têm de ser trabalhadas mediante um processo denominado *composição*, através do qual os valores das amostras são ponderados em conjunto, numa sequência lógica, de modo a representarem uma espessura específica do corpo mineralizado. Por exemplo, numa mina a céu aberto, o intervalo de composição é usualmente o correspondente à altura das futuras bancadas da escavação.

Na fase seguinte, faz-se uso dos valores compostos determinados para cada sondagem de modo a atribuir teores ao volume de rocha que as circunda. Na figura I.1, esta etapa é denominada *extensão*. A transferência de valores oriundos de sondagens, com um determinado espaçamento entre si, para uma malha geometricamente regular, composta por blocos tridimensionais, que por sua vez abarcam todo o volume do depósito, é a etapa mais complicada e sensível de todo o processo de avaliação. Essa dificuldade não se reporta ao uso do método de extensão em si, mas sim à obtenção de estimativas realísticas para cada um dos blocos, em função do sempre limitado número de amostras disponibilizadas pelas campanhas de sondagens.

Durante anos, antes do desenvolvimento dos computadores, as denominadas *técnicas clássicas* (ou manuais) tais como o *método dos polígonos*, dos *rectângulos*, dos *triângulos*, das *secções*, etc. eram as mais utilizadas como metodologias de extensão. A rapidez de processos que os computadores trouxeram a esta (e a outras) área, aliada à sua capacidade de representar de um modo mais preciso e sofisticado as distribuições dos teores ocorrentes num depósito mineral, fizeram com que o seu uso se tornasse cada vez mais difundido no seio da comunidade mineira.

Ao somatório ponderado dos vários blocos, aos quais são atribuídos teores, por meio de técnicas de extensão, era atribuída a designação de *reserva mineral*. Porém, na maioria dos casos, o mais correcto é considerar esse somatório como um *inventário mineral* (ou *recurso geológico*). O termo *reserva mineral*, implica que o minério *in situ* possa ser explorado/extraído de um modo economicamente rentável. Portanto, o facto de poder ser explorado técnico-economicamente faz com que, para tal, seja necessário haver um método mineiro adequado: é aqui que reside a diferença entre *reserva mineral* e *recurso mineral* (ou *inventário mineral*). O recurso mineral é, assim, uma representação tridimensional dos blocos mineralizados, definidos por uma função de extensão (ou técnica de extensão), os quais poderão, ou não, vir a ser sujeitos a uma exploração mineira. Por exemplo, um inventário mineral sobre o qual se programa uma exploração a céu aberto, pode representar um número de blocos mineralizados maior que aqueles que serão depois, na prática, passíveis de serem extraídos.

A conversão de recurso mineral para reserva mineral (ou de recurso geológico para reserva técnico-economicamente explorável) é o problema com que o planeamento mineiro constantemente se depara. Sobretudo em explorações a céu aberto, não se pode dizer que haja uma única solução para este problema, uma vez que são inúmeras as possibilidades de projectar uma exploração deste género. Por isso, cada projecto terá a sua relação *tonelagem vs. teor*, correspondente à jazida a explorar. Tendo em conta as várias hipóteses de projecto para uma mesma jazida, as várias relações *tonelagem vs. teor* irão permitir apurar com um grau de certeza satisfatório qual será a quantidade e qualidade inerente a essa jazida e portanto, qual o benefício económico que se poderá obter com a sua exploração. Uma vez de posse dessas informações, e conhecendo quais os blocos mineralizados que podem ser extraídos de um modo rentável, torna-se possível fazer a optimização do processo produtivo, com o objectivo de garantir a recuperação de minério com teores elevados, possibilitando assim o retorno do investimento feito. Este aspecto é fundamental nos primeiros anos de vida de uma mina, uma vez que o que se pretende é a redução do tempo de retorno do investimento, de modo a viabilizar a médio e longo prazo o projecto mineiro em si.

Nesta dissertação, o estudo de viabilidade económica não será abordado, pelo que nos capítulos que se seguem apenas serão focadas as questões teóricas mais importantes no que diz respeito à construção de modelos tridimensionais de exploração a céu aberto de depósitos minerais a partir das informações oriundas das sondagens geológicas, como por exemplo, dados acerca das litologias atravessadas e o seu teor em substância útil.

I.2 – AMOSTRAGEM DE DEPÓSITOS MINERAIS POR MEIO DE PROSPECÇÃO POR SONDAGENS: ASPECTOS GERAIS

I.2.1 – Amostragem

A avaliação técnico-económica de um depósito mineral inicia-se com a sua amostragem. O seu objectivo é determinar o tamanho, a forma, a posição e a orientação do corpo mineralizado, e, consequentemente, a distribuição espacial dos seus teores.

No processo de selecção de amostras (oriundas de testemunhos de sondagem) estão implícitas as condições necessárias para que a amostragem seja representativa. Segundo Yamamoto (2001), essas condições são:

- Localização e distribuição das amostras;
- Unidade de amostragem (dimensão do testemunho de sondagem);
- Preparação de amostras;
- Determinação analítica.

A unidade de amostragem é um parâmetro muito importante, que deve ser normalizada desde o início. Amostras com dimensões demasiado diferentes não devem ser usadas em conjunto para a estimação dos valores dos parâmetros de um depósito mineral. Neste sentido, segundo Barnes (1980), há um aspecto que deve ser tido em conta na escolha das características geométricas das amostras, que diz respeito ao *grau de precisão*, isto é, as amostras devem apenas permitir efectuar estimativas com o grau de precisão suficiente e não demasiado elevado, pois isso acarreta custos desnecessários.

O tipo e o número de amostras necessárias para estimar os teores e as tonelagens em substância útil num depósito mineral dependem de vários factores (Barnes, 1980):

- Tipo de depósito mineral sob investigação;
- Objectivo proposto, de acordo com os vários estágios da investigação: a) determinação da extensão e teor em que ocorre a substância útil; b) determinação mais detalhada dos teores e da sua distribuição no seio do depósito, tendo em vista o futuro planeamento mineiro;
- Capital disponível para investir nas campanhas de amostragem;
- Modo como se acede ao depósito, que pode ser conseguido mediante a abertura de trincheiras, poços, galerias, furos de sondagem, etc.

Em qualquer campanha de amostragem, da mais simples à mais complexa, existe sempre a possibilidade de ocorrerem erros, alguns dos quais se podem relacionar directamente com as características do corpo mineral e outros como consequência de deficientes técnicas adoptadas, ou ainda, em virtude do uso de equipamentos inadequados para o objectivo. Por exemplo, segundo

Maranhão (1985), quando a recuperação dos testemunhos de sondagem mineralizados é inferior a 90%, os valores estimados a partir das amostras retiradas desses testemunhos possuem um erro considerável, pelo que o mesmo autor sugere (sempre que possível) o uso de amostras oriundas de testemunhos de sondagem cuja taxa de recuperação (R.Q.D.) seja superior a 90%.

Esta problemática não termina no momento em que é colhida a amostra, pelo contrário, prossegue nas fases subsequentes de subdivisão e tratamento analítico, afectando os cálculos finais das propriedades em estudo. Portanto, embora os objectivos de uma campanha inicial de amostragem possam apenas estar ligados à estimativa das dimensões e do teor médio de um depósito mineral, as amostras que são colhidas nesta fase poderão mais tarde fazer parte de uma campanha mais ampla e, por isso, todas elas deverão ser colhidas de um modo sistemático e rigoroso, de modo a poderem ser integradas num processo de estimação mais completo.

I.2.2 – Prospecção por sondagens: malhas de perfuração

Os métodos usados na prospecção e estudo de corpos mineralizados consistem normalmente na execução de furos de sondagem, que podem ser efectuados à percussão, rotopercussão ou à rotação com coroa diamantada, sendo esta última, a técnica mais usada para aquele fim.

A prospecção por sondagens tem grandes vantagens de uso em depósitos cuja continuidade geológica e teores, são relativamente constantes/uniformes. Normalmente, esta técnica é aplicada a depósitos de grandes dimensões, visto que para os mais pequenos, e, por exemplo, com mineralização intermitente, a malha de perfuração terá de ser muito apertada, resultando em custos proibitivos.

Os furos realizados para a prospecção de depósitos minerais são geralmente distribuídos no espaço segundo famílias de linhas paralelas, constituindo, tanto quanto possível, malhas regulares ou redes de sondagens, ou, em alternativa, são efectuados de acordo com as direcções preferenciais do corpo mineralizado. Das malhas regulares mais usadas, destacam-se as quadradas, as rectangulares e as romboédricas (figura I.2).

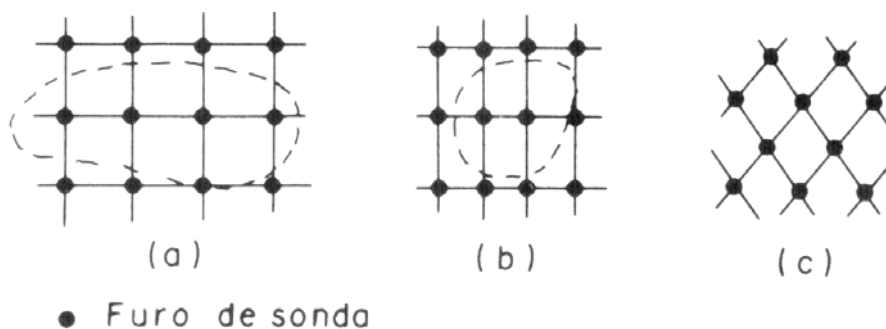


Figura I.2 – Malhas regulares de sondagem: (a) quadrada; (b) rectangular; (c) romboédrica (adaptado de Maranhão, 1985).

A malha quadrada é geralmente usada na fase inicial da prospecção. Por seu turno, a malha rectangular adequa-se a corpos mineralizados que possuem diferentes graus de variabilidade nas suas direcções principais. Desta forma, o maior lado do rectângulo deve ser orientado no sentido da menor variabilidade e, conseqüentemente, o menor lado da malha no sentido das grandes variações. Como normalmente os corpos mineralizados apresentam maior variabilidade no sentido da inclinação, em geral, a malha rectangular é disposta de tal forma que a secção com a maior equidistância se dispõe paralelamente à direcção do corpo mineralizado e a secção com a menor equidistância no sentido da inclinação, como se ilustra na figura seguinte.

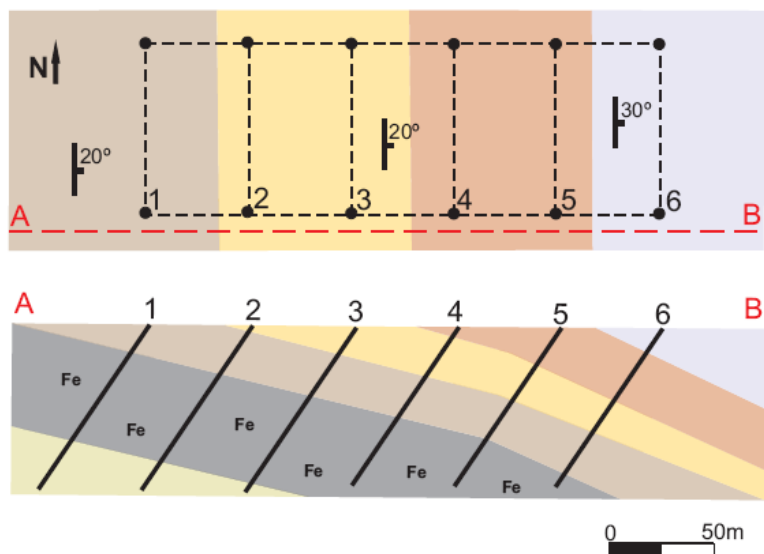


Figura I.3 – Esquema hipotético de uma jazida sedimentar de ferro ilustrando a direcção e o espaçamento entre sondagens (em cima: planta; em baixo: perfil).

A malha romboédrica, normalmente é usada quando se pretende obter informação mais detalhada numa certa zona. Assim, são feitos furos adicionais no centro da malha quadrada ou rectangular pré-existente, de modo a construir-se este tipo de malha.

A implantação de malhas regulares em depósitos fortemente condicionados por controlos estruturais pode levar a problemas posteriores, no que diz respeito ao cálculo dos teores em substância útil. Este é, por exemplo, o caso de mineralizações condicionadas por estruturas dobradas, onde os minérios mais ricos ocorrem ao longo dos eixos das dobras (figura I.4). Nesta situação, se os furos coincidirem com esses eixos, haverá sobrestimação dos valores do teor do depósito; por outro lado, se os furos coincidirem com os flancos (mais pobres em substância útil), os teores serão subestimados.

O problema nestes casos é que erros deste tipo são normalmente cometidos no início dos trabalhos de prospecção, sendo apenas detectados após um grande número de sondagens e depois da elaboração dos mapas de controlo estrutural. Assim, um modo de evitar este tipo de situações passará inevitavelmente por um estudo geológico prévio rigoroso sob a área superficial na região em

interesse, estudo esse que deve mostrar, tanto quanto possível, o comportamento das formações geológicas em profundidade.

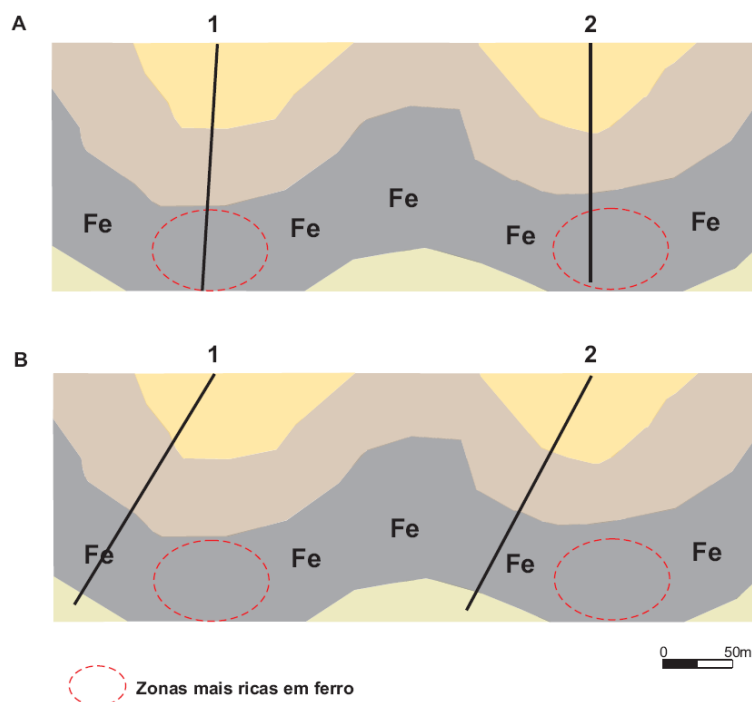


Figura 1.4 – Representação esquemática de uma hipotética jazida de ferro em que a mineralização é condicionada por uma estrutura dobrada. **A**: furos interceptando as zonas mais ricas do depósito; **B**: furos interceptando as zonas mais pobres.

1.2.2.1 – Densidade das malhas de perfuração

A densidade das malhas de perfuração é um dos factores que distingue a prospecção preliminar e a fase subsequente, mais detalhada. Inicialmente, a malha não tem necessariamente que ser regular: os furos são dispostos no terreno com espaçamentos elevados, de modo a cobrir todo o depósito e verificar as suas potencialidades. Posteriormente, nos estágios mais adiantados, a rede pode tornar-se mais densa, sendo que, o maior ou menor afastamento entre furos dependerá das informações obtidas através da malha original.

A medição da densidade de uma malha de perfuração pode ser feita através da distância entre as sondagens, ou pela área de influência de cada furo (**A_i**), dada pela seguinte expressão (Maranhão, 1985):

$$A_i = A / n \quad \text{Eq. I.1}$$

Em que **A** é a área prospectada e **n** é o número de sondagens executadas. Portanto, quanto maior for **A_i**, menos densa será a malha de sondagens e vice-versa.

O principal factor que controla a densidade da malha de perfuração é a homogeneidade do depósito, e por isso, a malha terá de ser cada vez mais densa à medida que se trabalham depósitos

onde a irregularidade na forma ou na qualidade (teor e conteúdo) é maior. Portanto, a decisão acerca do espaçamento entre sondagens (ou do padrão de sondagens) para estimar as quantidades e qualidades de um dado depósito, é fortemente influenciada pelas características do mesmo. No entanto, outros factores, como por exemplo, económicos ou geográficos, podem ter igualmente um peso importante nas tomadas de decisão.

I.2.2.2 – Metodologias para determinar a malha de sondagens

Em termos metodológicos, existem pelo menos duas formas para determinar o modo de distribuição espacial de sondagens, adequado a um dado depósito:

- Empírica: baseando-se no conhecimento acerca do comportamento de depósitos similares estudados no passado;
- Matemática: através do uso de variogramas que espelhem as características de variabilidade do depósito em estudo.

Para o primeiro caso, apresenta-se como exemplo a figura I.5, onde está representada uma tabela em que se discriminam as malhas de sondagens tipicamente usadas de acordo com os tipos de depósitos, os quais se sub-dividem nos seguintes três grupos (Maranhão, 1985):

- **Grupo I**: formado por minérios com comportamento estrutural simples, espessura constante e forte uniformidade em relação ao teor;
- **Grupo II**: depósitos com estrutura mais complicada, espessura variável e distribuição de teores de um modo não uniforme;
- **Grupo III**: depósitos com comportamento estrutural muito complicado e fortes variações de espessura e teor.

Hoje em dia, o uso de tabelas daquele tipo pode ser útil, sobretudo numa fase muito inicial de um projecto de pesquisa mineira, quando ainda não se conhecem de um modo satisfatório as características do depósito mineral. No entanto, à medida que o grau de conhecimento aumenta, o planeamento da malha de sondagens é feito de um modo mais rigoroso, com algum suporte científico. É o caso do uso da geoestatística, mais concretamente da elaboração e interpretação de variogramas. Neste caso, o espaçamento irá variar de acordo com a direcção preferencial da variabilidade e estará intimamente ligado com a amplitude do variograma, que se relaciona com a área de influência de cada sondagem. Se a distância entre furos, em qualquer direcção, for superior a esta amplitude, as amostras colhidas em cada um não terão qualquer tipo de relação com as colhidas nos furos vizinhos, ou seja, são independentes, e desta forma, torna-se difícil estabelecer com clareza o comportamento e o modo como variam os teores dentro do depósito.

Antes de se determinar o padrão final da malha de sondagens, é importante estabelecer o tamanho óptimo dos blocos que constituem o modelo de exploração do depósito. Portanto, a razão

porque é definido o padrão final, é não só, 1) permitir a melhor estimativa dos teores, tonelagens, etc., para cada bloco, como também, 2) possibilitar/garantir o mínimo erro possível nas estimativas feitas. Conhecendo esse erro na estimação, é possível delimitar as zonas do depósito que precisam ser melhor conhecidas e também definir o grau de precisão das estimativas das reservas geológicas de uma jazida (definindo as que são consideradas *medidas*, *indicadas* ou *inferidas*. Ver anexo nº8).

TIPOS DE DEPÓSITOS	MALHA P/OBTENÇÃO DE RESERVAS: (m)	MEDIDA		
		MEDIDA	INDICADA	INFERIDA
Grupo I				
Fe – Depósitos grandes, horizontais a levemente inclinados		200 X 200	400 X 400	800 X 800
Fe – Depósitos de grande comprimento e forte mergulho		150 X 100	300 X 200	600 X 300
Mn – Depósitos grandes, horizontais a levemente inclinados		150 X 150	300 X 300	600 X 600
Al – Grandes depósitos de bauxita		75 X 75	150 X 150	300 X 300
Cu – Grandes depósitos estratificados ou “stockwerks” simples		75 X 75	100 – 150	200 – 300
Ni – Depósitos grandes com disposição horizontal		100 X 100	200 X 200	400 – 600
Mo – Grandes “stockwerks” e depósitos estratificados		60 X 80	100 – 120	120 – 200
W – Grandes “stockwerks” e depósitos estratificados		60 X 80	100 – 120	120 – 200
MR – Grandes “stockwerks” e depósitos estratificados		50 X 50	100 X 100	200 X 200
PO – “Strata-bound”		50 – 75	100 – 150	150 – 200
Grupo II				
Fe – Depósitos estratificados ou lentes		100 X 150	100 X 200	150 X 200
Mn – Estratificado e lente com morfologia complicada			50 X 150	200 X 300
Cr – Veios e lentes com 300 a 1.000 m de comprimento			20 X 40	40 X 80
Al – Bauxita estratificada ou em lentes			75 X 75	100 – 200
Cu – “Stockwerks” e lentes de forma complicada			75 – 100	150 – 200
Cu – Veios e lentes de tamanho médio			50 – 75	100 – 150
Ni – Depósitos c/forte mergulho, veios ou jazidas estratificadas			20 – 60	40 – 120
Mo – “Stockwerks”, veios e lentes			40 – 80	100 – 120
W – Veios e depósitos de morfologia complicada			40 – 80	60 – 160
Au – Diques e zonas mineralizadas de tamanho médio				30 – 120
MR – Veios ou zonas mineralizadas			100 X 50	200 X 100
Hg, Sb – Veios e depósitos estratificados				50 X 100
Co – Grandes veios				40 – 120
Grupo III				
Cr – Veios e lentes com menos de 300 m de comprimento e tectonicamente quebradas				20 X 40
Al – Lentes de tamanho médio			25 X 50	75 X 50
Cu – Lentes e veios pequenos				50 – 75
Sn – Veios e zonas mineralizadas com 300 m a 1 km de comprimento				40 X 60
Mo – Veios de tamanho pequeno a médio				40 X 60
W – Veios de tamanho pequeno a médio				40 X 60
MR – Veios ou zonas mineralizadas de tamanho médio				50 X 100
Sb, Hg – Veios ou depósitos estratiformes de tamanho médio				50 – 40
PO – Veios e lentes com forma muito complicada				40 X 50
Co – Corpos pequenos				25 – 40

Figura I.5 – Valores da malha para obtenção de reservas geológicas: **MR** = Metais Raros; **PO** = Depósitos Polimetálicos. O menor comprimento é no sentido da inclinação. (adaptado de Maranhão, 1985, *in* Kuzvart & Böhmer, 1978).

I.2.3 – Tratamento estatístico dos dados oriundos da amostragem

A aplicação de técnicas estatísticas às informações recolhidas numa campanha de amostragem é feita normalmente com o intuito de conhecer o melhor possível algumas das características das variáveis numéricas de um depósito mineral, como por exemplo, o seu teor em substância útil. Basicamente, o que se pretende conhecer com tais técnicas são as medidas de tendência central (normalmente, o teor médio), a dispersão dos valores, a forma das funções de densidade de probabilidade (histogramas) e as correlações existentes entre as várias variáveis. Com o resultado destas análises, torna-se mais fácil inferir as características de um depósito mineral a partir de um conjunto de amostras que o represente satisfatoriamente.

I.2.3.1 – Parâmetros estatísticos

Os parâmetros estatísticos mais importantes usados no tratamento das amostras oriundas de um conjunto de testemunhos de sondagem são, segundo Barnes (1980), os seguintes:

- Média (teor médio);
- Variância;
- Desvio padrão;
- Coeficiente de variação.

Outros estatísticos, não menos importantes neste âmbito, são a covariância a correlação linear simples de Pearson e os histogramas.

I.2.3.1.1 – Média

Como é de conhecimento geral, o valor médio de um conjunto de amostras é determinado pela sua média aritmética (\bar{X}), dividindo o somatório dos valores observados (x_i) pelo conjunto total de amostras (n):

$$\bar{X} = \sum x_i / n \quad \text{Eq. I.2}$$

No cálculo da média aritmética supõe-se que todas as amostras têm a mesma dimensão. No entanto, quando tal não se verifica, é necessário ponderar o valor de cada uma, de acordo com a sua dimensão. Por exemplo, amostras recolhidas num testemunho de sondagem com 2m de comprimento têm um peso maior no cálculo da média que amostras com 1m de comprimento (assumindo a mesma densidade do material). Assim, a média ponderada é calculada de acordo com a conhecida expressão:

$$\bar{X} = \sum w_i \cdot x_i / \sum w_i \quad \text{Eq. I.3}$$

Em que w_i é o factor de ponderação (por exemplo, o comprimento da amostra).

1.2.3.1.2 – Variância e Desvio Padrão

Uma das maneiras de estimar a dispersão dos valores medidos a partir de um conjunto de amostras em torno da sua média é através da variância, expressa do seguinte modo (Barnes, 1980):

$$S^2 = \sum (x_i - \bar{x})^2 / (n - 1) \quad \text{Eq. I.4}$$

O desvio padrão (**S**) é igual à raiz quadrada da variância e é igualmente um modo de medir a dispersão dos valores em torno da sua média. Normalmente é através do desvio padrão que se faz este tipo de análise porque o seu resultado vem expresso nas mesmas unidades que as das amostras, em vez de estarem elevadas ao quadrado, como na variância.

1.2.3.1.3 – Coeficiente de variação

Este estatístico corresponde à razão entre o desvio padrão e a média (Barnes, 1980):

$$C = S / \bar{X} \quad \text{Eq. I.5}$$

Trata-se de um parâmetro muito útil para comparar a variabilidade das observações. Por exemplo, se o desvio padrão for elevado, indicando grande variabilidade nos valores de um certo conjunto de amostras, o coeficiente de variação será igualmente elevado comparando com um outro conjunto de amostras em que o desvio padrão é menor, mantendo a mesma média.

A grande vantagem deste estatístico reside no facto de não possuir unidades, logo, pode ser usado para comparar as variações relativas de dois ou mais conjuntos de amostras, independentemente das unidades em que vêm expressos.

1.2.3.1.4 – Covariância e correlação linear simples de Pearson

A covariância (**S_{xy}**) é uma medida quantitativa das variações sistemáticas entre duas variáveis (**x** e **y**) e é definida pela conhecida expressão:

$$S_{xy} = \sum [(x_i - \bar{X}_x)(y_i - \bar{X}_y)] / n \quad \text{Eq. I.6}$$

Em que \bar{X}_x e \bar{X}_y são as médias das duas variáveis em comparação. Se valores altos de **x** estão associados com valores altos de **y** ou valores baixos de **x** se associam com valores baixos de **y**, a covariância é positiva; valores baixos de **x** associados com valores altos de **y** (ou vice-versa), significa uma covariância negativa. A mesma é nula quando **x** e **y** são independentes.

A covariância é um componente essencial no que diz respeito à correlação linear simples entre amostras. O coeficiente de correlação linear simples (**r**) é uma medida de similitude entre variáveis, e é expressa do seguinte modo (Sinclair & Blackwell, 2002):

$$r = S_{xy} / (S_x \cdot S_y) \quad \text{Eq. I.7}$$

Assim, quando $r = 1$, a relação linear é total e positiva; se $r = 0$, não existe correlação e se $r = -1$, a relação linear é total e negativa. Entre outros aspectos, a determinação deste coeficiente pode ser útil para providenciar indicações acerca da distribuição preferencial dos elementos químicos presentes num depósito mineral.

1.2.3.1.5 – Histogramas

Os histogramas são gráficos de barras que representam a frequência da ocorrência de uma variável dentro de intervalos fixos de valores. A análise qualitativa dos atributos de um conjunto de dados, como por exemplo, a sua dispersão em torno do valor médio, pode ser feita de um modo prático e rápido apenas pela observação da forma deste tipo de gráficos.

No processo de estimação dos recursos geológicos (inventário mineral), os histogramas são normalmente usados como elementos representativos daquilo que existe num depósito mineral, ou seja, dos seus teores e sua variabilidade (Sinclair & Blackwell, 2002).

I.3 – COMPOSIÇÃO PONDERADA DAS AMOSTRAS

I.3.1 – Introdução

Como atrás mencionado, em geral, corpos mineralizados são prospectados através de sondagens geológicas feitas à rotação e com recurso a coroas diamantadas. Os testemunhos oriundos de cada furo de sondagem providenciam uma “linha” contínua de informação geológica. Cada um desses testemunhos é estudado em detalhe e a informação correspondente é registada mediante um processo denominado *logging*. Em seguida, são retiradas amostras representativas de cada testemunho, as quais serão objecto de ensaios laboratoriais que permitem a determinação das propriedades físicas e químicas das litologias atravessadas pelos furos. Os valores destes ensaios são de natureza pontual, pois representam apenas uma porção (ou um determinado troço) do furo de sondagem (Sinclair & Blackwell, 2002).

A existência de vários furos de sondagem, cada um deles devidamente amostrado e estudado, obriga a que se proceda a uma normalização dos dados obtidos laboratorialmente. Deste modo, as informações de cada um podem ser correlacionadas com as de todos os outros, facilitando a análise conjunta de toda a gama de dados recolhidos. A técnica que preside a esta uniformização é designada por *composição* (do termo inglês *compositing*), ou, segundo Revuelta & Jimeno (1997), *ponderação por intervalos*. Trata-se, portanto, de uma metodologia que é aplicada quando existem troços amostrados com diferentes comprimentos, e aos quais estão associados os respectivos valores obtidos através dos ensaios laboratoriais. Os valores desses ensaios são combinados para formar médias ponderadas (ou valores compostos, por exemplo de teores ou de espessuras mineralizadas), que possam ser representativos de troços com comprimentos regulares, e, em geral, maiores do que os comprimentos das próprias amostras.

I.3.2 – Metodologias

Embora os *softwares* da especialidade proporcionem uma rápida resolução de problemas deste tipo, é importante ter a noção de como são feitos os cálculos envolvidos nesta técnica. Hustrulid & Kuchta (2006) sugerem um exemplo para ilustrar este processo, que se descreve em seguida.

Na figura I.6, está representado um diagrama de um *log* de sondagem que contém uma série de comprimentos mineralizados l_i e os correspondentes teores g_i . Nesta situação, o minério surge sob a forma de uma camada de espessura constante, a qual foi interceptada por uma sondagem. A primeira questão a colocar seria: “Qual o teor médio do troço de minério interceptado pelo furo de sondagem?”. A resposta é dada pela já mencionada expressão da média ponderada (ver Eq.I.3):

$$\bar{g} = \sum l_i \cdot g_i / \sum l_i \quad \text{Eq. I.8}$$

Em que \bar{g} é o teor médio composto para o troço mineralizado interceptado pela sondagem. Neste caso, o factor de ponderação usado foi o comprimento mineralizado l_i .

No entanto, nos casos em que a densidade do minério é muito irregular, o factor de ponderação terá de ser calculado através da seguinte expressão:

$$\text{Factor de ponderação} = \text{comprimento mineralizado} (l_i) \times \text{densidade do minério} \quad \text{Eq. I.9}$$

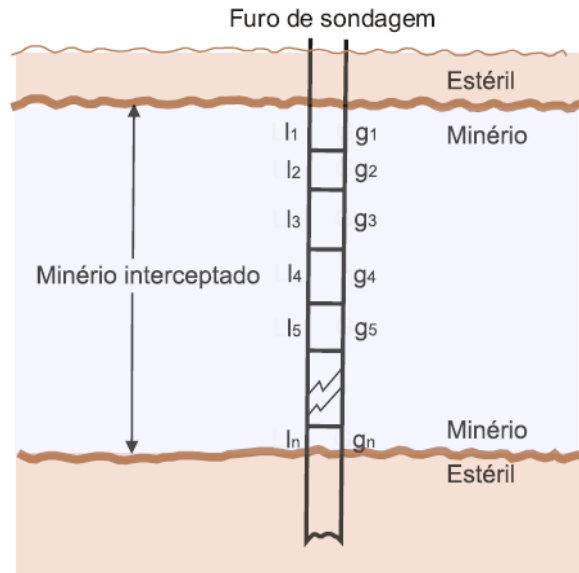


Figura I.6 – Representação esquemática de um furo de sondagem e respectivos troços mineralizados (adaptado de Hustrulid & Kuchta, 2006).

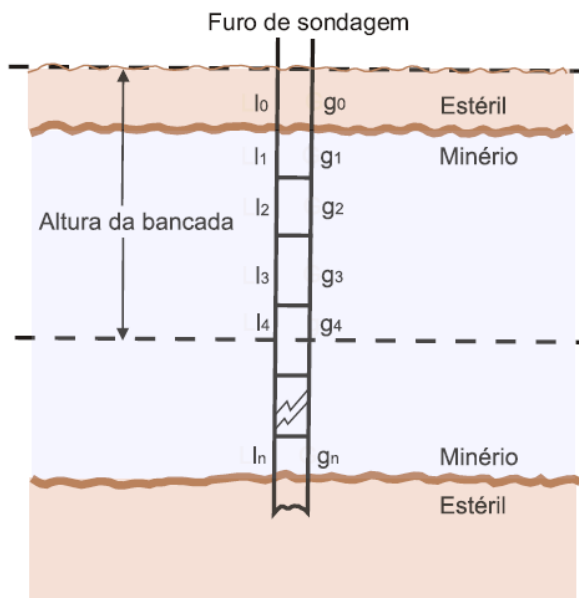


Figura I.7 – Esquema exemplificativo de um furo de sondagem e respectivos troços mineralizados e projecção de uma hipotética bancada (adaptado de Hustrulid & Kuchta, 2006).

Para depósitos de grande espessura e pouca heterogeneidade em termos litológicos, e onde a transição entre minério e estéril se realiza de forma gradual, o intervalo de ponderação não são os comprimentos mineralizados l_i , mas sim, a altura das futuras bancadas da exploração a céu aberto,

pelo que se adoptam cotas altimétricas fixas para o topo e para a base das mesmas (ao invés do caso anterior, em que as cotas de topo e de base dos troços mineralizados variam em função da geometria da camada de minério interceptada pelas sondagens). Esta técnica é denominada *composição/ponderação por bancadas*, e é a mais usada no âmbito da modelação de jazigos minerais passíveis de serem explorados a céu aberto.

Na figura I.7, está ilustrada uma bancada (linha a tracejado). Neste caso particular, à parte de cima da bancada corresponde uma zona de estéril, portanto, com teor nulo em substância útil. O teor composto da bancada \bar{g} é dado por:

$$\bar{g} = \sum_{i=0,1,\dots,n} l_i \cdot g_i / H \quad \text{Eq. I.10}$$

Em que **H** é a altura da bancada.

A ponderação, feita com intervalos fixos para as cotas altimétricas, torna mais fácil a apresentação e análise dos resultados para um depósito mineral prospectado por um certo número de sondagens. Segundo os mesmos autores, algumas das razões/vantagens para o uso deste método prendem-se com os seguintes aspectos:

1. Amostras colhidas em intervalos não regulares têm que ser devidamente regularizadas, de modo a providenciarem dados representativos para as análises posteriores;
2. Esta técnica incorpora a diluição estéril/minério presente nos casos em que a exploração é feita em bancadas de altura constante e;
3. Reduz as variações erráticas nos valores ensaiados, uma vez que estes podem ser, ou demasiado altos, ou demasiado baixos;
4. A quantidade de dados (logo, o tempo dispendido em todo o processo de cálculo) torna-se significativamente menor, o que facilita a execução dos trabalhos.

I.4 – MODELO DE BLOCOS DE UMA JAZIDA MINERAL

I.4.1 – Introdução

Um modelo discretizado em blocos (figura.I.8) é uma representação tridimensional da mesma, onde se procura quantificar os seus aspectos geológicos e técnico-económicos, facilitando desse modo o futuro planeamento mineiro (Gama, 1974).

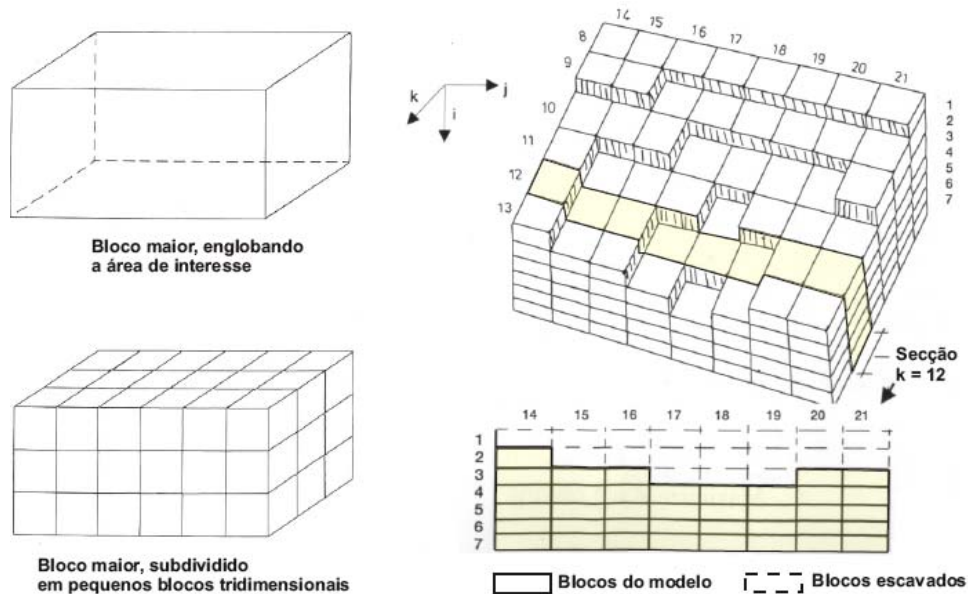


Figura I.8 – Modelo tridimensional de um depósito hipotético discretizado em blocos. (adaptado de Wright, 1990).

O objectivo primordial que conduz à construção de um modelo de blocos prende-se com a sua posterior utilização no âmbito do planeamento da futura exploração a céu aberto. Esse planeamento consiste basicamente no estabelecimento dos limites da escavação no final da exploração, limites esses que devem garantir a maximização dos lucros a obter. Portanto, o que se pretende é determinar qual a profundidade final, área total e a topografia da superfície da escavação, com base em critérios económicos.

No entanto, num modelo de blocos, podem estar implícitos não só os aspectos económicos, como também outros, como sugere Lizotte, (1988):

- Estimativas dos teores dos minerais contidos em cada bloco;
- Estimativas das tonelagens contidas em cada bloco;
- Proporção dos tipos de minério e percentagens de impurezas passíveis de afectar as propriedades físicas do minério;
- Estimativas em relação à taxa de recuperação, teores do concentrado, etc.;

- Informação acerca da maior ou menor presença de descontinuidades (falhas, fracturas, etc.) e sua orientação preferencial;
- Estimativa dos custos associados à mineração de cada bloco, os quais são função do equipamento disponível, da profundidade do bloco, da taxa de produção, etc.;
- Estimativa dos ganhos a obter com a extracção de cada bloco de minério.

Existem vários tipos de modelos de blocos, porém, o mais utilizado é baseado numa rede de malha tridimensional regular. Tal como foi descrito acima, a cada bloco podem ser alocados dados de índole variada. Essa atribuição pode ser feita por meio de várias técnicas interpolativas, das quais se destacam, pelo seu uso generalizado, as seguintes (Wright, 1990):

- Geoestatísticas, usando a *krigagem*;
- Inverso do Quadrado da Distância (IQD);
- Método dos polígonos.

Os blocos podem ter dimensões uniformes (por exemplo: 10×10×10m) ou variáveis, dependendo de vários factores como por exemplo, o espaçamento entre as sondagens geológicas efectuadas. Segundo Gama (1986,b), o tamanho óptimo dos blocos deve estar compreendido entre $\frac{1}{2}$ e $\frac{1}{4}$ do espaçamento médio entre sondagens. Por sua vez, Hustrulid & Kuchta, (1998) sugerem que os blocos devem ter como dimensão mínima não menos que $\frac{1}{4}$ daquele espaçamento. A altura dos blocos corresponde normalmente à altura das futuras bancadas da exploração. Por seu turno, a localização/posicionamento dos blocos dentro do modelo depende de uma série de factores, tais como, os contactos geológicos entre minério e estéril; interfaces entre tipos de mineralizações; zonas de teores elevados e baixos, etc.(Hustrulid & Kuchta, 1998).

Os limites de um modelo de blocos devem ser escolhidos de modo a englobar, não só, as fronteiras da própria escavação, mas também, futuras zonas de alargamento da mesma a outras áreas com eventual potencial em termos de ocorrências de mais minério, para lá dos limites conhecidos. Um modelo deste tipo pode ser continuamente refinado e aperfeiçoado, à medida que se vão obtendo mais dados, em virtude dos trabalhos que se vão efectuando no local.

I.4.2 – Metodologia

A primeira etapa para a construção de um modelo de blocos de uma exploração a céu aberto consiste em efectuar uma interpretação geológica da área em estudo. Os resultados dessa interpretação devem ser transformados num modelo geológico em que estejam bem patentes os aspectos fundamentais, tais como, contactos entre formações ou camadas distintas, acidentes tectónicos, etc. Os dados essenciais para construir o modelo geológico provêm de várias fontes, das quais se, atendendo à temática desta dissertação, os *logs* das sondagens efectuadas no local em estudo.

Depois de construído o modelo geológico, a metodologia mais em uso baseia-se, como já se referiu, na criação de um referencial de blocos que se circunscreve aos jazigos minerais previamente reconhecidos e que permite o respectivo tratamento analítico. Tal referencial é estabelecido a três dimensões e é constituído por um conjunto tri-ortogonal de blocos (cúbicos ou prismáticos), cada um dos quais, caracterizado por um teor mineralizado e, conseqüentemente, por determinado valor económico.

Segundo Gama (1974), são as seguintes, as fases principais que são necessárias atravessar para se conseguir aquela representação tridimensional:

1. Parte-se de uma rede de sondagens não necessariamente regular, referenciando cada sondagem pelas suas coordenadas horizontais (x e y) e cada formação geológica atravessada pela cota z e respectivo teor T de mineralização em substância útil (figura.I.9A);
2. Dividindo o jazigo em planos horizontais equidistantes, estabelece-se, relativamente a cada sondagem, e por interpolação, o teor existente entre cada duas cotas z_i e z_{i+1} consecutivas (figura.I.9B). O intervalo de cotas deve ser cuidadosamente escolhido, atendendo ao rigor com que podem ser estabelecidos os teores a partir dos resultados da campanha de sondagens. Por outro lado, existe toda a conveniência em fixar o intervalo de cotas numa grandeza igual à altura dos degraus da futura exploração mineira a céu aberto, em função de um critério baseado na previsão do tipo e dimensões do equipamento mecânico considerado mais aconselhável;
3. Sobre cada plano horizontal traça-se uma malha quadrada, com valores de teor atribuídos a cada uma das intersecções ou vértices da malha (figura.I.9C). Empregam-se para tal fim, métodos matemáticos interpolativos;
4. Constrói-se o referencial de blocos a partir das intersecções da malha quadrada, ficando cada bloco com uma secção quadrada equivalente à abertura da malha e com uma altura igual à diferença de cotas pré-estabelecida. Cada bloco tridimensional é então caracterizado por um teor em substância útil e por três coordenadas espaciais representadas por índices correspondentes à sua posição segundo os eixos x , y e z . A variação discreta de teores de bloco para bloco traduz assim a distribuição espacial de teores ao longo do jazigo (figura I.9D). Por conseqüência, o jazigo mineral passa a ser representado pelos valores discretos de uma função $T(x, y, z)$, a qual pode ser constantemente melhorada ou actualizada, consoante são fornecidos mais dados geológicos ou a evolução dos trabalhos mineiros assim o determine.

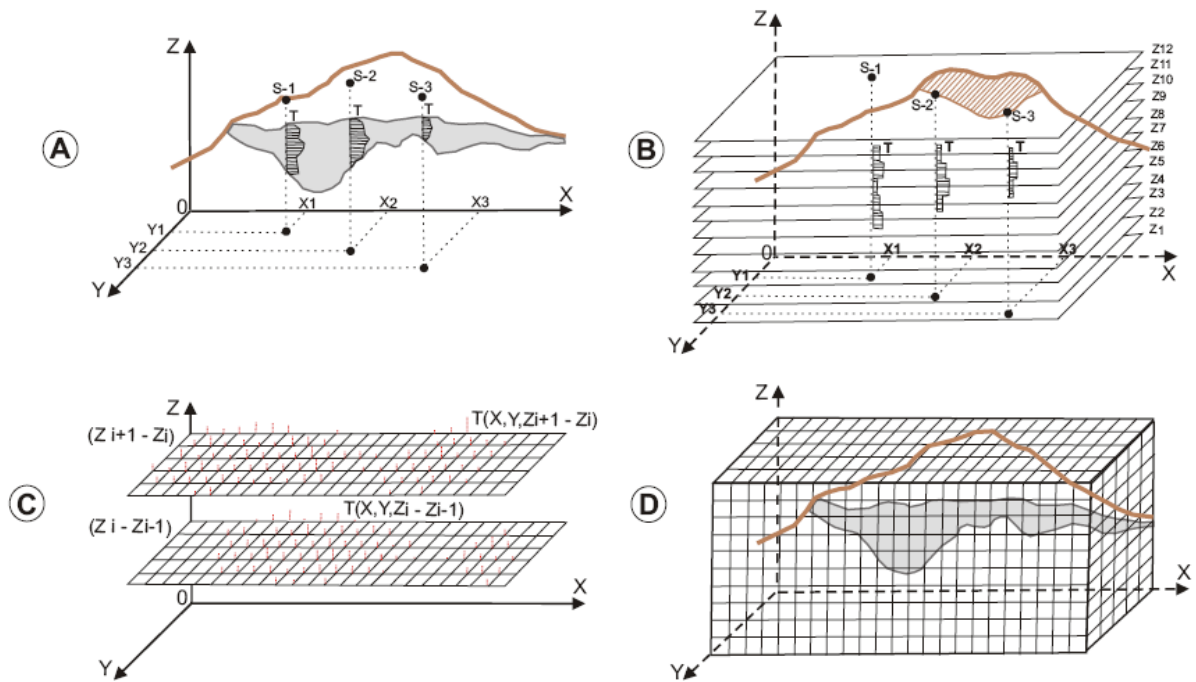


Figura 1.9 – Esquemática das fases principais para a construção de um modelo de blocos (adaptado de Gama, 1974).

As etapas atrás descritas ilustram os procedimentos habitualmente levados a cabo numa perspectiva de trabalho manual, ou, por outras palavras, reflectem a metodologia classicamente utilizada sem recurso a meios computacionais, à excepção dos aspectos interpolativos. Hoje em dia, todo o processo envolvente a esta questão está bastante mais facilitado com a cada vez maior proliferação de *softwares* capazes de solucionar rapidamente este tipo de problemas.

1.5 – EXTENSÃO DAS AMOSTRAS AOS BLOCOS: ESTIMATIVA DOS RECURSOS GEOLÓGICOS (INVENTÁRIO MINERAL)

1.5.1 – Introdução

O inventário mineral (que traduz os recursos geológicos) é uma maneira formal de apresentar as ocorrências minerais numa dada área/região, possibilitando a determinação da quantidade (tonelagens/volumes), da qualidade (teores) e a distribuição espacial desses minerais, que se supõem ser potencialmente técnico-económicos.

Num inventário mineral não existe qualquer tipo de pressuposto acerca da explorabilidade técnico-económica dos blocos, nem sobre o seu teor de corte (ou seja, o teor abaixo do qual não é economicamente vantajoso explorar um determinado minério). Estes aspectos estão implicados quando se usa o termo *reserva mineral* (ou *reserva técnico-economicamente explorável*), portanto, sujeito a constrangimentos económicos e mineiros que podem variar de região para região e sobretudo com as cotações dos produtos minerais. Neste contexto, os inventários minerais não são usados para determinar a viabilidade económica de uma eventual exploração mineira. Para isso, tal como acima mencionado, são tidas em conta as *reservas minerais*. Os volumes/tonelagens do depósito classificados como recursos, ou não foram avaliados de um modo rigoroso, em termos da sua viabilidade económica, ou então, não possuem o potencial económico desejado, de acordo com os critérios estabelecidos no momento da sua avaliação (Sinclair & Blackwell, 2002).

Estes inventários deverão feitos em todos os estágios de uma exploração mineira, desde a fase de exploração até ao último ano de vida da mina. O rigor com que são elaborados deve ser crescente à medida que se percorrem as seguintes etapas/fases (Barnes, 1980):

- Fase de prospecção (determinação de teores e toneladas/volumes; estudo de pré-viabilidade económica);
- Fase de desenvolvimento (planeamento mineiro inicial; financiamento e análise de capital a investir; planeamento da produção);
- Fase de produção (controle de qualidade e eficiência).

As estimativas feitas para o inventário mineral podem ser melhores ou piores, de acordo com o grau de conhecimento que se tem acerca do depósito, do modo como este foi amostrado ou de quais as técnicas de extensão utilizadas para atribuir a cada bloco um teor estimado (Barnes, 1980). Contudo, os resultados que se obtêm devem ter o mínimo erro possível, independentemente dos critérios adoptados, e de acordo com a qualidade dos dados disponíveis (Sinclair & Blackwell, 2002).

Um inventário mineral (ou seja, o seu conteúdo material) não se altera com o passar do tempo nem com mudanças de cariz económico ou até mesmo com a evolução da tecnologia mineira, mas sim com a incorporação de novos e melhores dados e metodologias para fazer estimativas. Por isto se pode dizer que um inventário mineral possibilita, de uma forma muito útil, a descrição do modo

como o valor intrínseco à mineralogia de um depósito se distribui no seio do seu enquadramento geológico (Barnes, 1980).

Para estabelecer o inventário mineral, o depósito mineral é geralmente discretizado num arranjo de blocos tridimensionais regularmente espaçados, em que o teor (e/ou a tonelagem) médio de cada um é determinado a partir dos dados oriundos das amostras vizinhas mediante um processo interpolativo denominado extensão (figura.I.10). Assim, o inventário mineral pode ser encarado como um conjunto bem definido de blocos, cujas dimensões individuais, localização no espaço e seus teores são bem conhecidos (Sinclair & Blackwell, 2002).

As técnicas para criar o inventário mineral podem diferir consoante os depósitos sejam para explorar a céu aberto ou em subterrâneo. Do mesmo modo, estas metodologias poderão variar em função do planeamento da produção ser estabelecido para um período de tempo mais curto ou mais longo (Sinclair & Blackwell, 2002). Nos sub-capítulos que se seguem, são abordadas algumas destas técnicas e suas especificidades.

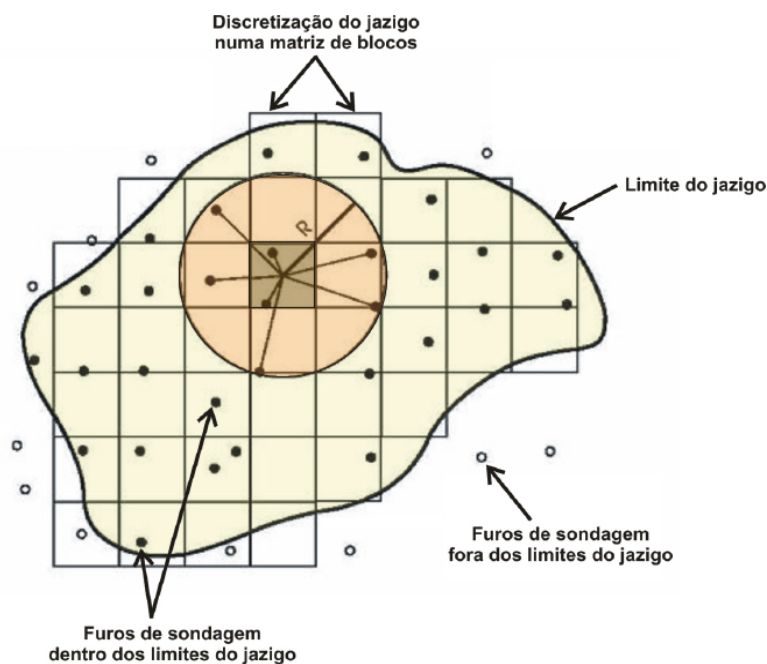


Figura I.10 – Representação bidimensional da aplicação da técnica de extensão para estimar o valor dos blocos de um inventário mineral (modificado de Sinclair & Blackwell, 2002).

I.5.2 – Metodologias

A criação do inventário mineral de um jazigo é, como acima mencionado, efectuada por meio de métodos de extensão. Estes métodos (ou *funções de extensão*) podem ser encarados como técnicas ou funções matemáticas utilizadas para estimar o teor do volume de rocha que circunda os pontos amostrados (por exemplo, os furos de sondagem dos quais se extraiu amostras) por meio de interpolações matemáticas (Barnes, 1980).

Existem dois grandes grupos de metodologias para a criação do inventário mineral de uma jazida: os que se podem considerar *métodos clássicos* (ou geométricos) e os denominados *métodos geoestatísticos*. Estes últimos surgiram no século passado, no início dos anos 60, com a escola de Matheron, e conheceram o seu máximo desenvolvimento através da evolução dos computadores, nos anos 80.

A escolha de um destes métodos levanta algumas dificuldades pois são muitos os factores implicados. Os métodos ditos clássicos não têm que ser necessariamente piores que os geoestatísticos, ainda que estes ofereçam informação mais variada e completa. De um modo geral, ambos os métodos possuem vantagens e desvantagens que devem ser devidamente ponderadas (Revuelta & Jimeno, 1997):

Métodos clássicos:

Vantagens:

- i. Facilidade de aplicação, comunicação e compreensão;
- ii. Facilidade de adaptação a qualquer tipo de mineralizações.

Desvantagens:

- i. Tendência para sobrestimar reservas, quando se atribuem teores muito elevados a grandes volumes;
- ii. O erro pode ser elevado, quando se aplicam de um modo arbitrário;
- iii. A ponderação por áreas ou volumes é arbitrária e não é óptima, em termos matemáticos;
- iv. Aplicam-se valores (por exemplo de teores) constantes a determinadas zonas do jazigo, o que, em termos geológicos, pode não ser adequado, sobretudo se as sondagens estão muito dispersas.

Métodos geoestatísticos:

Vantagens:

- i. Teoricamente, os resultados obtidos são óptimos, em termos matemáticos.

Desvantagens:

- i. São métodos mais complexos;
- ii. A escassez de dados não permite obter semi-variogramas que possibilitem a obtenção de uma interpretação válida;
- iii. A transição entre zonas com teores elevados para zonas com teores baixos pode não ser a mais representativa, especialmente se, neste contexto, os contactos geológicos jogam um papel preponderante.

Em seguida, resumem-se os aspectos fundamentais dos métodos ditos *clássicos* e *geoestatísticos*.

I.5.2.1 – Métodos Clássicos

Os métodos *clássicos* mais utilizados na avaliação de jazigos minerais são, segundo Revuelta & Jimeno (1997) os seguintes:

- Método das secções ou perfis (figura I.11F);
- Método dos polígonos (figura I.11 A, B, C e D);
- Método dos triângulos (figura I.11E);
- Método das matrizes de blocos,
- Método dos contornos;
- Método do inverso de uma potência da distância (este método pode ser considerado, não propriamente clássico, mas *geomatemático*).

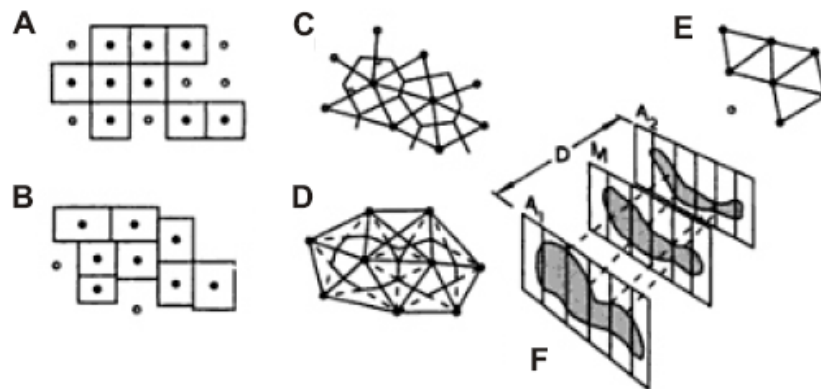


Figura I.11 – Exemplos esquemáticos de alguns dos métodos de extensão clássicos para avaliação de jazidas minerais: A, B, C e D: Poligonais, E: Triangulares e F: Secções (adaptado de Sinclair & Blackwell, 2002).

I.5.2.1.1 – Método das Secções

Este método é, juntamente com o dos polígonos, um dos mais utilizados dentro do grupo dos métodos clássicos. A sua utilização é adequada a situações em que corpos mineralizados de geometria mais ou menos irregular foram investigados por meio de sondagens cujo alinhamento permite estabelecer cortes, perfis ou secções (figura I.11,F). Este suposto alinhamento das sondagens é, à partida, uma das restrições deste método pois nem sempre é possível garanti-lo no campo (Revuelta & Jimeno, 1997).

Interpolações de teores (ou de espessuras mineralizadas) são efectuadas para cada secção e a interpretação resultante das mesmas é projectada perpendicularmente para o volume de terreno que se estende até metade da distância às secções vizinhas. Deste modo, unindo-se as várias secções contíguas, é possível efectuar os cálculos para o depósito como um todo. Este aspecto pode levantar problemas de sobre-estimação de quantidade de minério, uma vez que existe o risco de interpretar como minério o que na realidade corresponderia a estéril (Revuelta & Jimeno, 1997). Isto

ocorre sobretudo em depósitos cujos contactos estéril/minério são de natureza irregular, como ilustra a figura I.12.

O problema contrário também se coloca, isto é, pode haver sub-estimação da quantidade de minério em virtude de deficiências de interpretação entre secções contíguas.

1.5.2.1.2 – Método dos Polígonos

Este método é mais adequado para os casos em que os pontos amostrados (por exemplo, sondagens) estejam distribuídos de um modo irregular (Revue & Jimeno, 1997). Os polígonos são construídos desenhando linhas bissectoras perpendiculares às linhas que unem todos os pontos amostrados (figura I.13). A cada polígono corresponde uma área e uma espessura, que, por exemplo, pode ser equivalente à altura das futuras bancadas de uma exploração a céu aberto ou à própria espessura mineralizada. Portanto, cada um dos polígonos terá associado um volume e consequentemente uma tonelagem e um teor em substância útil, o qual é função directa do teor da amostra contida no seu interior.

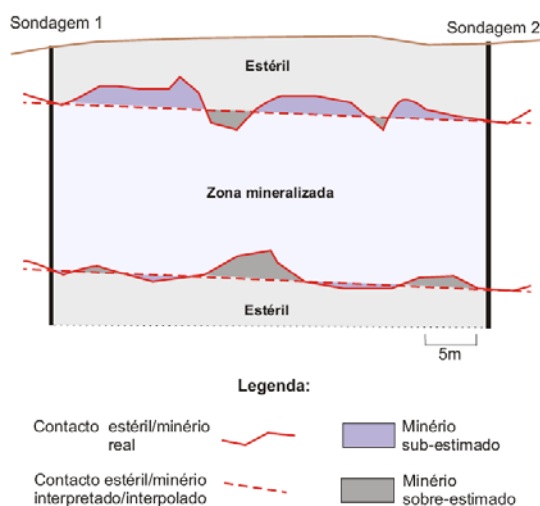


Figura I.12 – Representação esquemática do contacto estéril/minério real (e irregular) e interpretado (ou interpolado) entre sondagens (modificado de Sinclair & Blackwell, 2002).

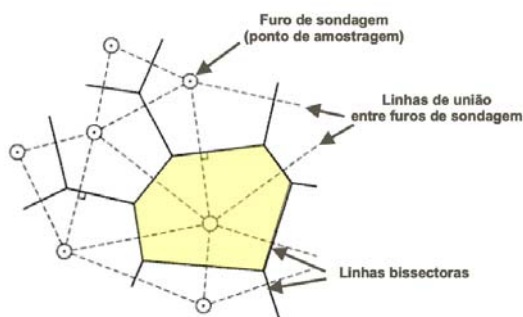


Figura I.13 – Ilustração da construção de polígonos, a cada qual é atribuído um teor em substância útil (adaptado de Sinclair & Blackwell, 2002).

O somatório de todos os polígonos resultará na quantidade total de minério com um determinado teor devidamente ponderado (Sinclair & Blackwell, 2002). A função de extensão utilizada por este método obedece à regra dos pontos mais próximos, a qual pressupõe que o valor de cada amostra é válido até metade da distância a cada amostra adjacente (Gama, 1986,a).

Embora seja uma metodologia muito usada, a experiência diz que não é muito fiável. Se o número de sondagens for elevado, obtém-se uma excessiva quantidade de polígonos, ao passo que se esse número for pequeno, entra-se no erro de atribuir espessuras e teores a áreas excessivamente grandes (por vezes na ordem dos Km²). Para além disso, a atribuição de áreas de influência pode gerar uma sobreavaliação quando existe correlação positiva entre espessuras e teores e vice-versa (Revuelta & Jimeno, 1997). Por fim, quando aplicado a malhas irregulares, a representatividade dos resultados não é total, sobretudo nos bordos da área amostrada.

Para fazer face a esta situação, Revuelta & Jimeno (1997) sugerem uma técnica que consiste em definir subáreas de influência para cada polígono. Assim, para uma determinada sondagem, e dentro da sua área de influência, podem ser traçados novos polígonos com limites concretos de forma a se poder classificar as reservas minerais incluídas numa determinada zona, em, por exemplo, *provadas*, *prováveis* e *possíveis*. Esta técnica permite, segundo os autores, prevenir a existência de possíveis desvios face aos resultados obtidos.

1.5.2.1.3 – Método dos Triângulos

Esta metodologia (figura I.11E) fornece melhores resultados quando usada nos casos em que os corpos mineralizados possuem uma morfologia mais ou menos tabular e com inclinação inferior a 20° (Revuelta & Jimeno, 1997). Trata-se de um método muito útil em fases de prospecção, pois é rápido e, para além disso, permite ir juntando novos valores à estimativa geral sem que para tal seja necessário refazer todos os cálculos efectuados. Também evita, em grande parte, os erros de avaliação mencionados para o método dos polígonos, uma vez que para o teor de cada triângulo contribuem os três pontos amostrados, cujas linhas que os unem, definem o próprio triângulo (Revuelta & Jimeno, 1997). É, por isso, uma metodologia mais conservadora e que confere uma certa suavização nos valores calculados e cuja função de extensão se baseia na conhecida regra das variações graduais, a qual estabelece que todos os volumes elementares de uma jazida têm propriedades que resultam da mudança gradual e contínua ao longo das linhas rectas que unem os pontos amostrados no terreno (sondagens, por exemplo). Esta característica é igualmente partilhada no método dos das secções (Gama, 1986,a).

No entanto, este método possui algumas limitações que se prendem com os seguintes aspectos (Sinclair & Blackwell, 2002):

1. A suavização que proporciona em termos de valores é algo empírica;
2. Todas as amostras têm o mesmo peso/influência para os cálculos, o que é um aspecto arbitrário, logo, não é óptimo;
3. Não são tidas em conta anisotropias;

4. O facto de se estimarem triângulos não permite obter um arranjo regular de blocos.

1.5.2.1.4 – Método das Matrizes de Blocos

Quando as malhas de sondagens estão distribuídas de uma forma linear, podem-se estabelecer blocos por ajuste entre elas (figura I.14). Este método é similar ao dos polígonos e é aplicável nas fases de prospecção, em que é necessário obter resultados rápidos, em especial quando se tem dados oriundos de novas sondagens. É especialmente aplicável a mineralizações com morfologias tabulares e de pouca espessura (Revuelta & Jimeno, 1997).

Existem basicamente duas maneiras de definir os blocos: atribuindo um bloco a cada sondagem; ou atribuindo um bloco a cada quatro sondagens. O segundo método é o mais exacto, pois inclui um maior número de sondagens. Geralmente, neste segundo método, a espessura atribuída ao corpo mineralizado resulta de uma média aritmética entre as quatro sondagens, ao passo que para obter o teor se realiza uma ponderação por espessuras entre as mesmas (Revuelta & Jimeno, 1997).

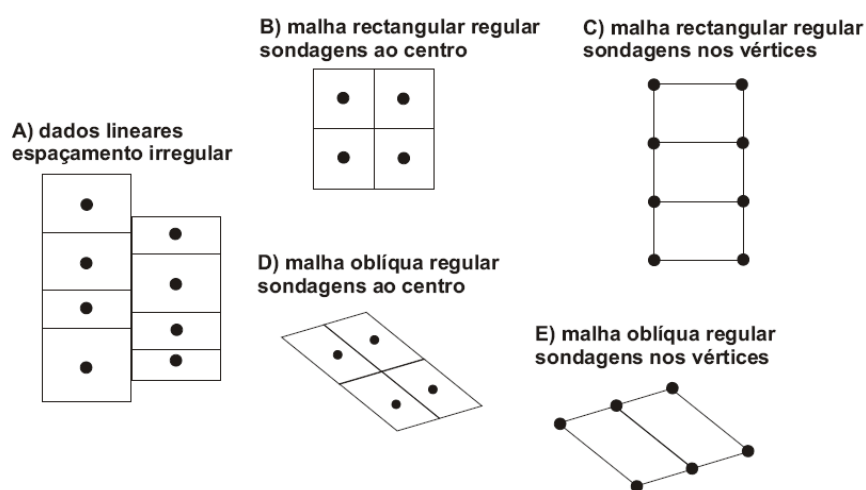


Figura I.14 – Ilustração do método das matrizes de blocos: ajuste de blocos entre sondagens (adaptado de Revuelta & Jimeno, 1997).

1.5.2.1.5 – Método dos Contornos

Este método é muito útil quando se observam tendências na distribuição dos dados (o que permite realizar os contornos). Portanto, pode ser aplicado com bons resultados nos casos em que as mineralizações têm mudanças suaves quer na sua espessura, quer nos seus teores, de tal forma que torna possível a obtenção, com rigor, de isolinhas de espessuras ou teores. Existem, por sua vez, três sub-métodos (Revuelta & Jimeno, 1997):

- Sobreposição de uma malha;
- Janela móvel;
- Reticulado.

O factor comum a todos estes sub-métodos é a necessidade de definir os limites superficiais do jazigo de modo a se poderem efectuar os cálculos das reservas com o maior rigor possível.

Nestes métodos, interpolam-se teores tendo por base uma malha regular de pontos amostrados, delimitando-se em seguida as isolinhas que contornam esses pontos. Como tal, a construção de isolinhas de teores é um procedimento comum, sobretudo em explorações a céu aberto como metodologia de controlo, em que se usam os próprios furos de desmonte como pontos amostrais. Um exemplo desta situação é-nos apresentado por Sinclair & Blackwell (2002). Esse exemplo, ilustrado na figura I.15, mostra-nos o resultado obtido a partir de um conjunto de trinta pontos amostrais que correspondem aos furos feitos numa mina de cobre a céu aberto, para desmontar um determinado nível. Naquela situação, o método dos contornos foi usado para delimitar zonas acima e abaixo do teor de corte adoptado (0.2% de Cu), com o objectivo de estabelecer um correcto planeamento mineiro. Esses contornos foram obtidos através da ponderação dos teores de cobre ao longo de uma malha regular interpolada a partir dos dados amostrais.

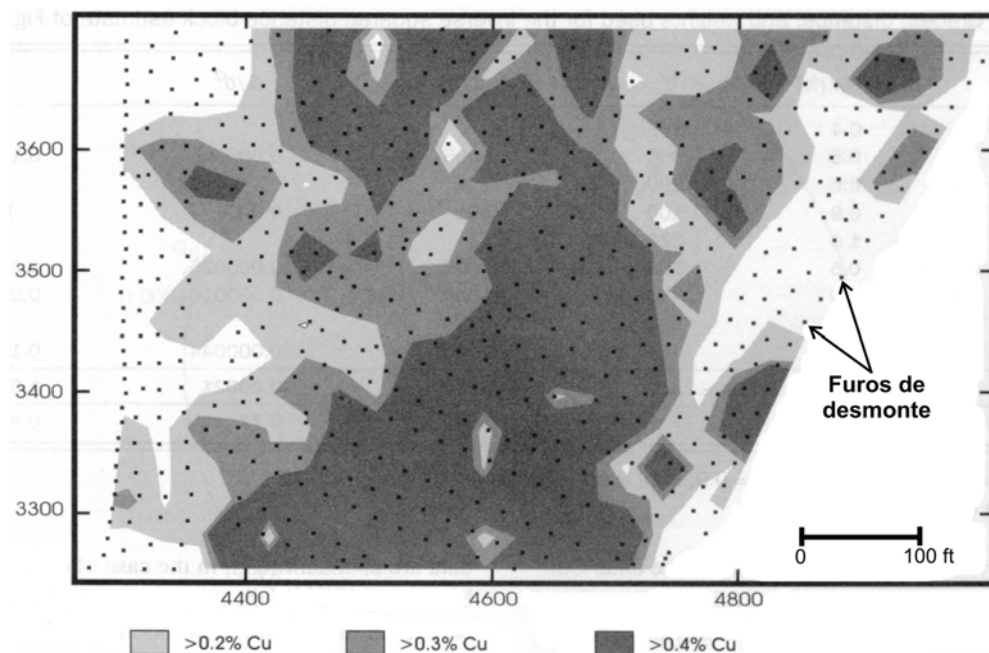


Figura I.15 – Mapa de isolinhas de teor em cobre. *Similkameen porphyry copper deposit*, Princeton, B.C.
(adaptado de Sinclair & Blackwell, 2002).

Mesmo nestas situações, onde os dados são abundantes, este método pode ser erróneo na altura da construção das isolinhas. Deste modo, devem ser tomadas precauções quando estas são construídas automaticamente, pois nem sempre estas honram os dados com o detalhe desejado. Isto porque durante a geração automática de isolinhas, existem rotinas estéticas inerentes ao processo que conferem suavidade às mesmas em zonas onde na realidade esta não existe, ou seja, onde a continuidade dos dados não é tão evidente.

1.5.2.1.6 – Método do Inverso de uma Potência da Distância

O método do inverso de uma potência da distância recorre a uma interpolação, não global, mas local, ou seja, só participam no cálculo os pontos amostrados mais próximos de cada ponto a quantificar (Gama, 1986,a). Para tal, este método aplica um factor de ponderação a cada amostra que rodeia o ponto central de um bloco mineralizado. Esse factor de ponderação é o inverso da distância entre cada amostra e o centro do bloco, elevado a uma potência n , pode tomar um valor entre 1 e 3 ($3 > n > 1$). Ou, segundo Barnes (1980), o valor de 2 ($n = 2$), é aquele que geralmente conduz a melhores resultados. Apenas as amostras que estão dentro de uma determinada zona de busca são ponderadas desta forma (Revuelta & Jimeno, 1997).

Em termos conceptuais, este poderia considerar-se um método de estimação de reservas mais parecido com os métodos geoestatísticos do que com os clássicos (daí se considerar hoje em dia um método mais *geomatemático* que clássico propriamente dito). O método em si funciona de forma semelhante a todos os restantes, ou seja, são estabelecidos blocos de avaliação aos quais se atribuem espessuras e teores e, a partir do seu volume, se obtêm as reservas em substância útil.

Os aspectos específicos a considerar na altura da sua utilização são os seguintes (Revuelta & Jimeno, 1997):

- Definição dos blocos de avaliação;
- Estabelecimento do factor de ponderação;
- Definição da área/raio de procura.

No exemplo retirado de Sinclair & Blackwell (2002), que se ilustra na figura 1.16, está definido um raio de procura centrado no bloco B, cujo teor se pretende estimar. Nesta situação supôs-se a existência de isotropia, isto é, a ponderação é feita de igual modo em todas as direcções do espaço, para uma dada distância, pelo que a área de procura corresponde a um círculo.

Porém, segundo Barnes (1980), se os dados mostrarem que existe uma certa tendência nos valores (ou seja, anisotropia) e se as características dessa tendência forem bem conhecidas, é possível estabelecer uma elipse de procura, orientada de acordo com a anisotropia presente. Sinclair & Blackwell (2002), sugerem uma adaptação do método do inverso da distância a estas situações, por meio de técnicas (raios de procura quadrantes e/ou octantes), que podem promover uma optimização da distribuição espacial dos dados usados para estimar blocos (ou pontos).

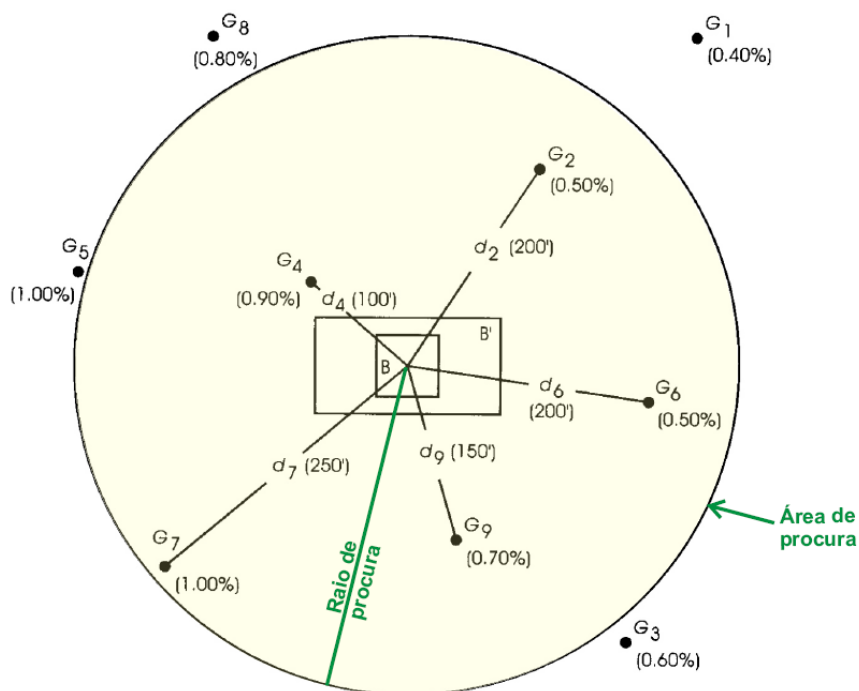


Figura I.16 – Esquemática da estimativa de blocos através do método do inverso de uma potência da distância (adaptado de Sinclair & Blackwell, 2002).

Na figura I.16, pode ainda ser verificado que existe um outro bloco B' (de maior volume), cuja estimativa é feita do mesmo modo que para o bloco B. Para ambos, é definido um factor de ponderação n , através do qual, as amostras mais perto ou mais afastadas terão um peso maior ou menor na estimativa.

Assim, quanto maior for o factor de ponderação, mais peso terão as amostras que estiverem mais próximas do bloco a estimar. Este aspecto levanta alguns problemas que se prendem com a arbitrariedade que sempre existe na altura de atribuir um valor a esse factor.

O inverso da distância é uma técnica de suavização que pressupõe uma certa continuidade espacial, e, portanto, não é aconselhável para situações em que os jazigos possuem limites muito bem definidos e com transições bruscas de valores entre zonas ricas e pobres (gradientes elevados), em termos de teor em substância útil, pois, dessa forma, pode estimar valores de tonelagens muito altos e teores baixos, comprometendo assim os estudos de viabilidade económica do projecto mineiro. Pelo contrário, é aplicável a jazigos em que as transições entre minério e estéril ocorrem de forma gradual (baixos gradientes), tratando-se, nestes casos, do método de avaliação clássico mais recomendável (Revuelta & Jimeno, 1997). Um outro aspecto negativo é que, neste método, apenas se consideram as distâncias e os teores entre as amostras, e não a natureza geológica da jazida, que deve ser conhecida com o maior grau de detalhe possível (Gama, 1986,b).

1.5.2.1.7 – Métodos Geoestatísticos

Os métodos geoestatísticos são dos mais utilizados na área mineira, especialmente quando se está perante jazigos minerais de alto valor económico e comportamento muitas vezes errático (Revuela & Jimeno, 1997). Na figura 1.17, ilustra-se a ideia básica da aplicação dos métodos geoestatísticos para avaliação de um jazigo mineral.

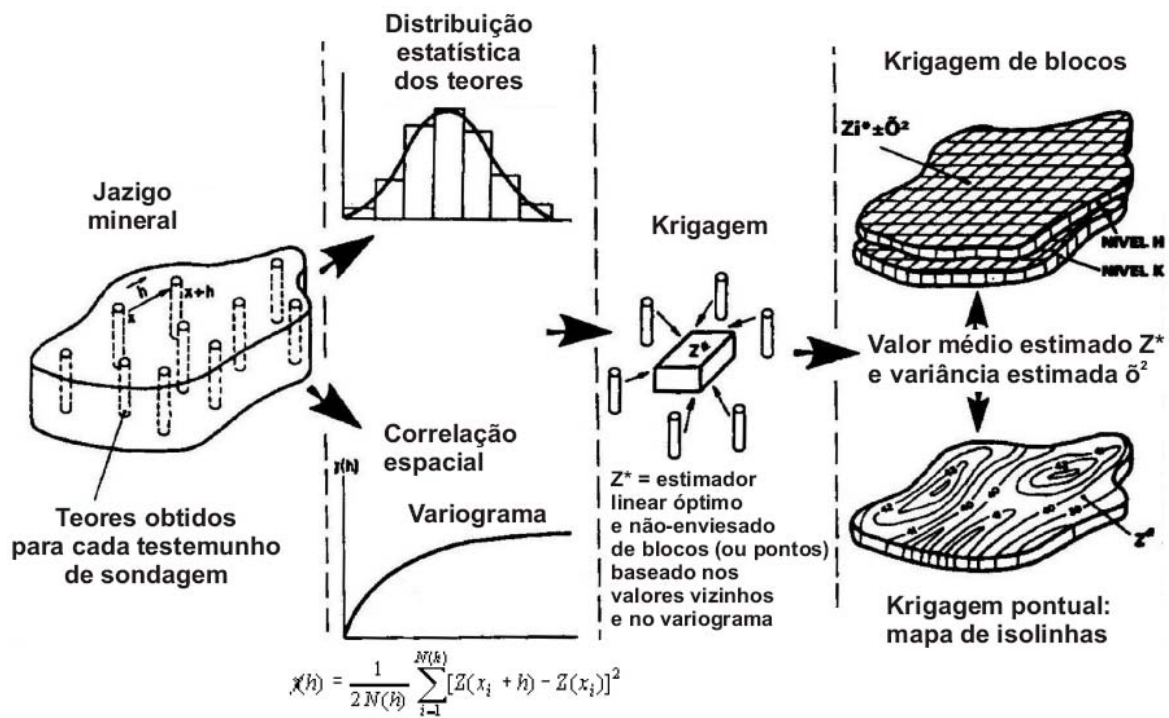


Figura 1.17 – Principais aplicações da geoestatística para a avaliação de um jazigo mineral (adaptado de Jimeno, 1997).

As técnicas geoestatísticas possuem uma base teórica destinada a conferir maior fiabilidade às interpolações, através da definição do melhor estimador linear não-enviesado, que atribui teores aos blocos não amostrados de uma jazida mineral. Através do método conhecido por *krigagem*, o estimador pode calcular valores que, em média, são iguais ao valor real da jazida, baseando-se na hipótese de que o teor é uma variável regionalizada, ou seja, que pode apresentar correlação espacial entre os pontos amostrados. Este método permite estimar não só os valores mais prováveis dos blocos intermediários de minério, mas também, os erros cometidos em tais avaliações (variância da distribuição), podendo desse modo assinalar os locais onde mais dados devem ser colhidos para se obter maior fiabilidade (Gama, 1986,a).

Partindo dos dados obtidos nas análises das sondagens, e mediante um estudo acerca do tipo de distribuição que apresentam, a técnica é implementada pela determinação inicial do grau de similaridade dos teores para distâncias crescentes, através do cálculo da função de auto-correlação, designada de variograma. Obtido o variograma são ajustados modelos teóricos, em que é possível

estabelecer a distância de influência para além do qual deixa de haver correlação entre os teores adjacentes, estabelecendo-se assim uma medida da continuidade da mineralização, que serve para definir a dimensão óptima dos blocos. Segue-se a fase de *krigagem*, na qual se processa a estimação pontual (*krigagem* pontual) ou por blocos (*krigagem* de blocos), determinando os erros de estimação dos teores, de modo a quantificar o erro associado à reserva mineral calculada (Gama, 1986,a). Deste modo, é também possível definir/classificar as reservas minerais de uma jazida mineral em *provadas*, *prováveis* ou *possíveis*.

Os métodos geoestatísticos envolvem o estudo de variogramas e podem igualmente ser úteis nos seguintes aspectos (Revuelta & Jimeno, 1997):

- Na determinação do tamanho e densidade óptima de amostragem; da área de influência de cada amostra (que pode ser circular, elíptica, esferoidal ou elipsoidal) e na execução do planeamento óptimo de amostragem;
- No conhecimento da natureza da mineralização, isto é, a sua caracterização. A informação que se retira do variograma pode indicar a uniformidade, ou não, da mineralização.
- Para evitar a utilização de métodos de ponderação arbitrários, como é o caso do inverso da distância;
- Para a aplicação de um estimador imparcial no cálculo do teor de um depósito. O melhor estimador é aquele que origina os resultados mais precisos (menor variância).

Exemplos da aplicação da geoestatística à estimação do inventário mineral (recursos geológicos) e/ou ao cálculo de reservas são inúmeros, provando que é uma técnica poderosa. Contudo, deve haver bastante cuidado em não forçar a sua utilização em casos onde o variograma é indefinido, traduzindo mineralizações aleatórias ou sem continuidade característica. A não introdução de informações geológicas precisas sobre a compartimentação da jazida, pode conduzir a uma homogeneização errónea da mesma, tornando inválida a aplicação desta técnica (Gama, 1986,a).

I.6 – CÁLCULO DA RESERVA ECONÓMICAMENTE EXPLORÁVEL EM MINAS A CÉU ABERTO

I.6.1 – Introdução

O conhecimento dos recursos disponíveis e das reservas que estão associadas a diferentes geometrias de escavação a céu aberto e o estabelecimento dos limites finais dessas mesmas escavações pressupõe a elaboração prévia de um inventário mineral o qual é composto por um conjunto de blocos tridimensionais, cada um deles caracterizado por um determinado volume (ou tonelagem), por um teor em substância útil e por um certo valor económico. Como não é difícil estabelecer o custo de extracção relativo a cada bloco, obtém-se, subtraindo esse custo ao valor do bloco, o lucro associado à exploração de cada um dos blocos constituintes do modelo tridimensional que reproduz o jazigo (Gama, 1974). A partir dos diferentes arranjos que é possível estabelecer com vista à conveniente extracção desses blocos, selecciona-se o subconjunto de blocos que, satisfazendo um critério apropriado (por exemplo, o da maximização do lucro resultante da exploração em vista), dá origem à definição dos limites óptimos que tal exploração deve apresentar.

Os limites finais de uma exploração mineira a céu aberto definem o tamanho e a forma da mesma no final da sua vida útil, garantindo a maximização da riqueza futura. Estes contornos finais definem a extensão da reserva economicamente explorável e a quantidade de material estéril a ser removido. Normalmente, marcam a fronteira limite além da qual a exploração não será considerada economicamente rentável. Dentro dessa fronteira, não devem ser posicionados elementos, tais como, lavarias, escritórios e escombreyras (Carmo, 2006).

Até à década de 70 a optimização dos “pits” finais das explorações mineiras a céu aberto era feita manualmente, por tentativas. Através desse método, procurava-se chegar a um “pit” que fosse economicamente rentável e, caso houvesse estéril além do admissível, dentro do mesmo, este deveria ser redesenhado para se obter, se possível, mais minério e menos estéril. Dentro desta lógica, a escavação mineira deveria ser ampliada por tentativas sucessivas, até se alcançar um “pit” final satisfatório (Carmo, 2006).

O aparecimento e desenvolvimento dos computadores, levou à generalização do seu uso em questões fundamentais como as que aqui se abordam. Segundo Khalokakaie, *et al* (2000), foi assim que se desenvolveram vários algoritmos para determinar o “pit” óptimo, tais como, 1) *teoria dos grafos* (Lerchs & Grossman, 1965); 2) *técnicas de fluxo máximo* (Johnson & Barnes, 1988, Yegulap & Arias, 1992); várias versões da 3) *técnica dos cones flutuantes* (Lemieux, 1979); 4) *algoritmo de Korobov* (Korobov, 1974); 5) *algoritmo de Korobov corrigido* (Dowd & Onur, 1993), 6) *programação dinâmica* (Wilke & Wright, 1984, Yamaturi et al, 1995) e 7) *técnicas de parameterização* (Matheron, 1975, Bongarçon & Guibal, 1982). De todos estes, o único que pode ser rigorosamente comprovado, em termos da definição do verdadeiro “pit” óptimo, é o de Lerchs & Grossman (1965), pelo que este tem sido aceite como o algoritmo padrão em relação com outros algoritmos equivalentes (Carmo, 2006).

I.6.2 – Etapas Fundamentais

Durante o processo para determinação da reserva mineral economicamente explorável devem ser tidos em conta os seguintes aspectos fundamentais (Revuelta & Jimeno, 1997):

1 – Quantificação de cada bloco (teor, tonelagem, etc.).

Através de qualquer um dos métodos existentes para calcular as reservas geológicas de um jazigo mineral estabelece-se a quantidade total de minério. Deste modo, podem ser alocados a cada sub-bloco os valores em substância útil

2 – Definição do valor económico de cada bloco.

Conhecidos os valores de cada bloco, em termos de quantidade/proporção em substância útil, calcula-se o valor económico para cada um deles (por exemplo, em euros), a partir do qual se estabelece a optimização da exploração. Portanto, o problema que fica por resolver é o de encontrar o conjunto de blocos que permite obter o máximo valor possível (lucro ou quantidade de minério), conjunto esse, que estará inevitavelmente sujeito às restrições mineiras que sempre existem.

Do ponto de vista económico, cada bloco pode ser caracterizado pelos seguintes parâmetros:

- i. Valor da substância útil presente no bloco (*VSU*);
- ii. Custos directos, que se podem atribuir directamente a cada bloco (*CD*): sondagens, arranque, transporte, tratamento, etc.;
- iii. Custos indirectos, que se devem estimar para a mina e atribuir a cada bloco (*CI*), e que são também função do tempo: salários, amortizações do valor dos equipamentos, etc.

Portanto, o valor económico do bloco (*VEB*) é dado por (Revuelta & Jimeno, 1997):

$$VEB = VSU - CD \quad \text{Eq. I.11}$$

O *VEB* não é o mesmo que benefício (ou perdas), que se podem traduzir em (Revuelta & Jimeno, 1997):

$$\text{Benefício (ou perdas)} = \sum(VEB) - CI \quad \text{Eq. I.12}$$

O objectivo da definição do “pit” óptimo de uma exploração a céu aberto é maximizar o valor de $\sum(VEB)$. Porém, existem outros critérios de optimização, tais como:

- Maximização do valor total da exploração;
- Maximização do valor por tonelada de produto vendável;

- Maximização da vida útil da mina;
- Maximização do conteúdo em metal dentro da exploração.

O primeiro critério, a maximização do valor total da exploração (maximização de $\Sigma(\text{VEB})$), é de longe, o mais usado na optimização económica de explorações a céu aberto.

3 – Algoritmos para optimização do “pit”

Os diferentes algoritmos existentes para levar a cabo a optimização agrupam-se em duas categorias:

- Heurísticos: ainda que não possam ser demonstrados matematicamente, a experiência mostra que funcionam satisfatoriamente. É o caso do *método dos cones flutuantes* (ou móveis);
- Rigorosos: aqueles cuja optimização tem uma completa demonstração matemática, como é o caso do *método de Lerchs & Grossman* (optimização combinatória).

I.6.3 – Metodologias

A reserva que pode ser recuperada através da exploração mineira (reserva explorável) é normalmente inferior aos recursos geológicos da jazida. Para estimar a reserva explorável de uma jazida é necessário dispor inicialmente do inventário mineral, com os valores de teor médio e respectiva posição espacial de cada bloco. Em seguida, define-se um teor de corte (abaixo do qual os blocos são considerados material estéril) e realiza-se um processo de pesquisa de blocos com minério de modo a constituírem uma geometria semelhante à de um cone invertido (Gama, 1986,a). Este processo pode ser levado a cabo por meio de métodos específicos que se descrevem sucintamente nos sub-capítulos I.6.3.1 e I.6.3.2.

Os valores estimados carregam consigo, inevitavelmente, um determinado erro, o qual pode ser resultante de dois aspectos: a quantidade de dados e o tamanho do bloco a estimar (Revuelta & Jimeno, 1997). Assim, quanto mais pequenos forem os blocos, menor será a validade do modelo construído para a optimização da exploração. Por isso se considera a influência do tamanho dos blocos como um factor chave. Blocos de grandes dimensões possuem a clara vantagem da diminuição de tempo de optimização; no entanto, têm a desvantagem de não evitar a perda de rigor e detalhe, com consequências negativas, por exemplo, ao nível do cálculo dos lucros a obter (Revuelta & Jimeno, 1997).

Em seguida descrevem-se resumidamente os aspectos essenciais de dois dos algoritmos mais utilizados e geralmente presentes nos diferentes programas informáticos para determinação e análise técnico-económica de reservas, de uso comum no seio da indústria mineira.

I.6.3.1 – Método dos Cones Móveis: aspectos gerais

Este método tem por objectivo estabelecer os limites físicos de uma mina a céu aberto, no fim da sua vida útil. Para tal, define o qual o “pit” óptimo mais adequado a um determinado jazigo. Esta técnica trabalha o jazigo como um todo, avaliando o seu potencial técnico-económico a partir do perfil recuperável da jazida, com vista à maximização do valor total da mina. Assim, pode considerar-se como sendo um planeamento a longo prazo. A cada bloco, podem ser atribuídos três destinos possíveis (Bernardo, 1992):

1. Permanecer no terreno, devido ao seu valor económico não justificar a sua extracção ou por se encontrar fora do maior cone que é possível definir no maciço em estudo;
2. Extracção para tratamento, se o seu valor económico exceder o mínimo aceitável (bloco de minério);
3. Extracção (para acesso a um bloco de minério) de blocos que à partida não seriam extraíveis, o que confere a estes um valor económico negativo, pois eles embora não tragam benefício à empresa, têm custos de extracção, transporte, manutenção de escombreciras, etc.

Os “cones móveis” baseiam-se no princípio de que existe um cone invertido óptimo no interior do maciço, constituído por blocos, que deve ser definido de forma a tornar óptima a soma dos valores económicos de todos os blocos que constituem esse cone (inclusive os blocos de valor negativo). Esta técnica considera o ângulo de talude mínimo praticável, que confere ao cone um determinado ângulo da sua face. Note-se que o cone pode apresentar-se deformado, isto é, com diferentes ângulos, dependendo do tipo de rochas presentes. Assim, este método começa no primeiro bloco (por exemplo, de coordenadas 1,1,1, no referencial considerado), e vai construindo, com base no ângulo de talude vigente, um cone até atingir a superfície. Cada cone que consiga ser criado até à superfície, dado que muitos deles abortam pelo facto do ângulo de talude obrigar o cone a sair da zona de interesse (“bloco mãe”), tem um determinado valor económico. Os valores económicos de cada cone são comparados, considerando-se óptimo o cone que apresentar um valor económico maior, que vai corresponder ao “pit” óptimo (Bernardo, 1992).

O método descrito é falho para situações em que a jazida mineral não se enquadre num cone, mas sim em dois ou mais cones associados. O que levaria a uma solução não óptima a consideração, do maior cone, pois verificar-se-ia perdas de reserva explorável (Bernardo, 1992). Desta forma, surgiu uma variante a este método, que é o *método dos cones múltiplos*, o qual consiste em seleccionar, por tentativas, qual o sub-conjunto de blocos interiores ao jazigo que, respeitando condições geomecânicas de estabilidade e condições técnicas de dimensionamento, conduz a uma escavação a céu aberto de formato cónico onde é máxima a diferença entre o valor desses mesmos blocos e o respectivo custo de extracção. É pois um processo onde se estabelece a priori um determinado arranjo cónico de blocos e se percorre todo o jazigo a fim de encontrar a localização mais conveniente da escavação que dará início ao desmonte da substância útil. Todavia, o processo envolve uma complicada selecção do tamanho dos blocos, a fim de a sua relação *altura/comprimento*

conduzir a um declive geral de escavação compatível com o factor de segurança mais conveniente para garantir a respectiva estabilidade (Gama, 1974).

Partindo do princípio que determinado cone define os limites físicos de uma exploração a céu aberto, não tem lógica pensar que se vai extrair um vértice do cone, se o bloco que constitui esse vértice tiver um valor económico negativo ou nulo, pois, nessa situação, o limite final da mina seria aproximado a um tronco de cone e não a um cone perfeito. Este conceito é a base da *técnica dos cones positivos móveis*. Assim, este método difere do anterior (método dos cones múltiplos), pelo facto de apenas aceitar para a base de cada cone, blocos de valor económico positivo. O algoritmo desta técnica pode ser descrito da seguinte forma (Bernardo, 1992):

- i. Começa pela superfície do “bloco mãe” a procurar blocos de minério, isto é, com valores económicos positivos;
- ii. Constrói o cone mínimo invertido, que tem como vértice o bloco considerado em i), e se desenvolve até à superfície do “bloco mãe”, considerando o ângulo de talude praticável;
- iii. Se a soma dos valores económicos dos blocos que constituem o cone encontrado em ii), é positiva, considera o cone removido;
- iv. Continua o procedimento, retornando a i), até que todos os blocos de minério sejam considerados;
- v. O “pit” final, ou seja, o contorno a céu aberto, é delineado pela superfície resultante após a remoção de todos os cones considerados em iii).

Para melhor se visualizar o funcionamento do algoritmo que preside à *técnica dos cones positivos móveis*, apresenta-se na figura I.18 um fluxograma do mesmo.

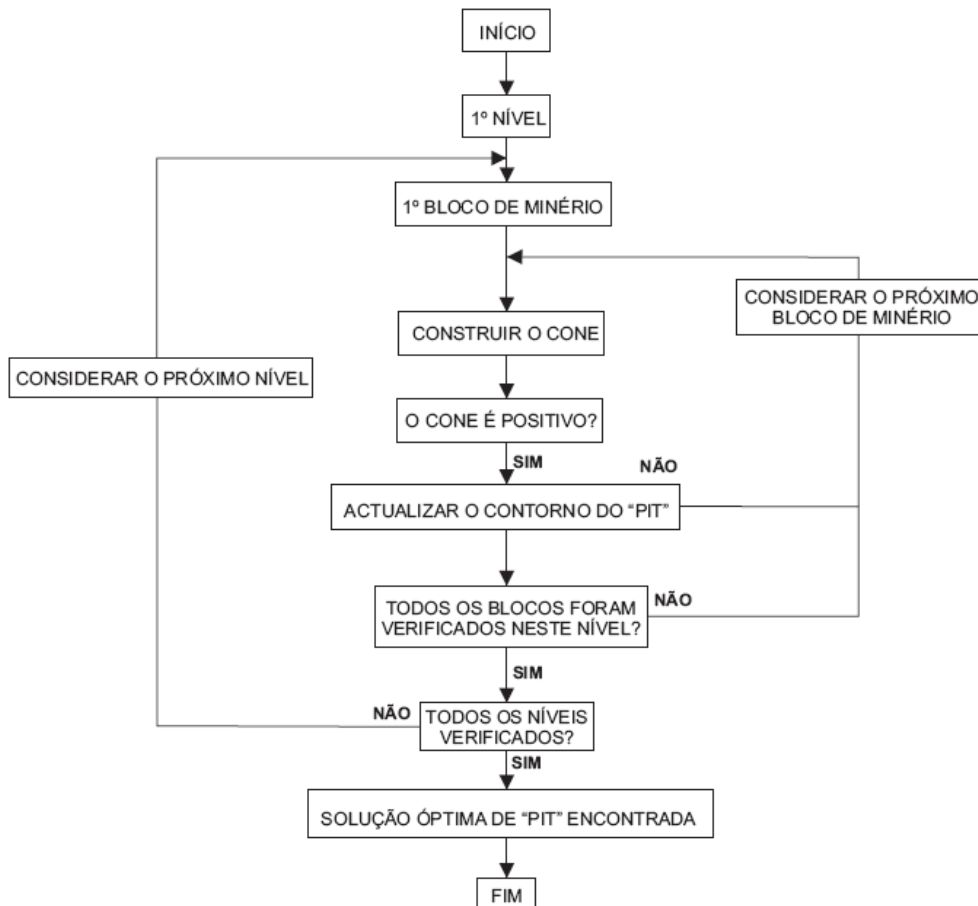


Figura I.18 – Fluxograma do algoritmo utilizado pela técnica dos cones positivos móveis (adaptado de Bernardo, 1992).

I.6.3.2 – Algoritmo de Lerchs & Grossman: aspectos gerais

Lerchs & Grossman (1965), desenvolveram um algoritmo matemático que permite "projectar o contorno de uma exploração a céu aberto de tal forma que se maximize a diferença entre o valor total do minério explorado e o custo total da extracção do minério e do estéril" (Carmo, *et al* 2006).

Trata-se de um algoritmo de carácter mais teórico que os descritos anteriormente, consistindo numa técnica de optimização aplicando a *teoria dos grafos*, com o propósito de estabelecer as condições matemáticas que correspondem ao denominado *fecho óptimo*. Para esse fim, o sistema de blocos previamente estabelecido degenera num grafo, onde cada bloco é um vértice do grafo, possuindo determinado valor económico, para além das três coordenadas espaciais. Os diversos vértices do grafo são unidos por setas orientadas em relação à superfície do terreno, representando a sucessão de movimentos correspondentes à remoção do material que cada vértice simboliza. A melhor combinação de vértices e setas será a que conduz a um lucro máximo e a envolvente respectiva conduz ao *fecho óptimo* procurado (Gama, 1974).

Na figura I.19, está um exemplo do modo como funciona este algoritmo. Nesse exemplo, a duas dimensões, o ângulo dos taludes de escavação é de 45° e os blocos são quadrados. Como pode ser verificado, por exemplo, para extrair o bloco 10, é necessário primeiro remover os blocos 2,3 e 4. Um fecho (ou *closura*) é então definido pelo conjunto de vértices que proporcionam um “pit” economicamente rentável. Portanto, na mesma figura, o conjunto dos vértices 2,3,4 e 10 é considerado um fecho e o seu valor económico é dado pelo somatório de todos os vértices que se encontram dentro desse fecho. No entanto, o fecho óptimo será aquele que proporcionar o maior lucro possível. Neste caso, esse fecho corresponde à zona sombreada.

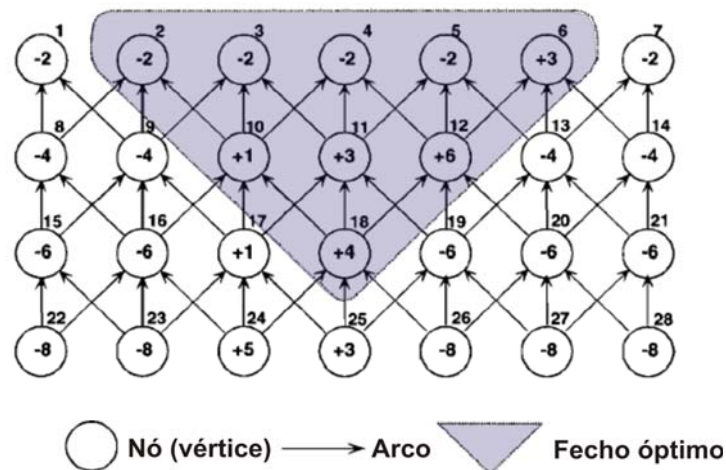


Figura I.19 – Exemplo a 2-D do funcionamento do algoritmo de Lerchs & Grossman (1965). (adaptado de Khalokakaie, *et al* (2000)).

O algoritmo original possuía uma limitação, pois ângulo dos taludes de escavação era função directa das dimensões dos blocos. Para contornar este problema, foram feitas modificações de maneira a se poder incorporar várias hipóteses para os ângulos dos taludes da escavação (Khalokakaie, 1999; Khalokakaie *et al*, 2000) em casos mais complexos, os quais requerem ângulos de talude diferentes em diferentes zonas do jazigo, (Khalokakaie, *et al* 2000).

Não obstante o rigor que confere na resolução de problemas desta temática, este algoritmo não é ainda totalmente aceite pela comunidade mineira. Tal facto poderá prender-se com os seguintes aspectos (Revuelta & Jimeno, 1997):

- *Complexidade do método em termos de compreensão e programação*: ainda que a complexidade se possa usar como razão para evitar o seu uso, este argumento nem sempre é válido, pois os técnicos que planeiam a exploração não têm necessariamente que conhecer o desenvolvimento matemático subjacente ao algoritmo;

- *Tempo de computação requerido*: este facto levou à criação de um grande número de algoritmos alternativos que reduziram o tempo necessário para concluir o processo de optimização. No entanto, o problema persiste nos casos em que existe necessidade de realizar uma análise de sensibilidade que pode gerar inúmeras soluções óptimas em função de mudanças de variáveis, tais como, custos, preços, teores mínimos de exploração, etc. Contudo, o aparecimento de computadores potentes e a baixo custo, minimizou bastante este problema;
- *Dificuldade para incorporar alterações na inclinação dos taludes da escavação*;
- *O seu critério de optimização é baseado no benefício total, enquanto deveria ser função do valor líquido actual*: esta dificuldade é comum à maior parte dos algoritmos existentes e é de difícil resolução uma vez que, os valores económicos dos blocos não podem ser conhecidos com precisão até que a sequência de lavra seja especificada. Por sua vez, a sequência de lavra, eventualmente, não poderá ser especificada até que os limites da escavação sejam definidos. Trata-se, portanto, de um problema recorrente que precisa ser bem equacionado.

I.6.4 – Comentário

A avaliação de reservas minerais é composta por uma complexa interacção de actividades, que vão desde o levantamento de dados no campo até à estimativa rigorosa das quantidades de minério e suas distribuições de volume e teor, existentes no interior de uma jazida. Os dados para tais avaliações são geralmente escassos e contêm erros de vários tipos, levantando problemas de precisão e fiabilidade.

Os métodos de cálculo são variados e a sua utilização deve ser decidida em função dos seus méritos e tendo em atenção as suas limitações. Nem sempre os mais sofisticados métodos produzem melhores resultados, principalmente se a qualidade dos dados não for aceitável, ou se o critério de definição dos blocos for incompatível com a quantidade e natureza de tais dados. Assim, devem ser tidos em conta os seguintes aspectos:

- A avaliação de uma jazida deve ser feita, tanto quanto possível, recorrendo a vários métodos e os resultados obtidos com cada um devem ser comparados com os outros, de modo a se poderem complementar;
- Cada estimativa deve conter o valor do erro associado às determinações efectuadas, de modo a ser possível estabelecer quais são as reservas minerais *provadas*, *prováveis* e *possíveis*;

- Os resultados obtidos pelas estimativas devem ser confrontados com os valores reais, de modo a que os desvios detectados sejam usados para melhorar e calibrar os novos processamentos de dados;
- As características geológicas da jazida devem estar bem patenteadas no modelo criado, de modo a que a representação da realidade seja a melhor possível, permitindo assim a obtenção de resultados mais fiáveis.
- Por fim, mas não menos importante, há que ter em conta as questões ambientais, cujas limitações que regra geral impõem podem ser decisivas, por exemplo, para a inviabilização de um projecto mineiro.

PARTE II – CASO DE ESTUDO: MODELAÇÃO TRIDIMENSIONAL DE UMA ÁREA SITUADA NA JAZIDA DE FERRO DE CABEÇO DA MUA (MONCORVO)

II.1 – OBJECTIVO

O caso de estudo que aqui se apresenta tem como objectivo a aplicação prática dos conceitos fundamentais abordados nos capítulos anteriores, tendo como ponto de partida um estudo de pré-viabilidade económica sobre o aproveitamento do minério de ferro na jazida de Cabeço da Mua (Moncorvo), efectuado há cerca de trinta anos.

Neste sentido o desafio proposto, foi o de tentar “modernizar” esses estudos, à luz do que é feito hoje em dia, nomeadamente através da ajuda de ferramentas informáticas, uma vez que naquela altura não era ainda comum o uso de tais meios.

Para tal, dispôs-se de um conjunto de sondagens efectuadas numa área restrita da referida jazida pelo que os resultados obtidos não se reportam a toda a extensão da mesma, mas apenas a uma pequena parcela, o que em termos práticos em nada interfere no que à aplicação dos conceitos teóricos diz respeito.

II.2 – METODOLOGIA

Neste capítulo serão apresentados os dados a partir dos quais se elaboraram os modelos tridimensionais, mapas e perfis, e os aspectos essenciais da metodologia de trabalho seguida.

II.2.1 – Dados disponibilizados e dados recolhidos

A informação disponibilizada para desenvolver este caso de estudo compreende os seguintes elementos:

- Relatório Geológico, que faz parte do estudo de pré-viabilidade elaborado em conjunto pela FERROMINAS, S.A. e LKAB Internacional (em formato digital);
- *Logs* das sondagens efectuadas na campanha de 1961/62 (em formato papel), com informação acerca das suas coordenadas espaciais, profundidade atingida, litologias atravessadas e resultados laboratoriais efectuados sobre amostras recolhidas dos testemunhos de sondagem.

De modo a complementar a informação acima descrita foram feitas várias pesquisas, das quais se recolheram os seguintes elementos:

- Imagem de satélite, cobrindo a área em estudo (*google earth*);
- Cotas altimétricas, para representar a morfologia superficial da área em interesse (*google earth*);
- Elementos bibliográficos de natureza variada acerca da jazida de ferro de Cabeço da Mua.

II.2.2 – Tratamento dos dados e etapas metodológicas

Do relatório geológico seleccionaram-se os aspectos fundamentais acerca da geologia e geomorfologia da região, em geral, e da área em estudo em particular, bem como os dados acerca das tipologias do minério. Essa informação, complementada posteriormente com outros elementos bibliográficos, foi compilada e devidamente resumida dando origem ao capítulo II.3 no qual se procurou enquadrar a área em interesse.

Dos *logs* das sondagens, retirou-se toda a informação acerca dos tipos litológicos atravessados em cada uma e também todos os valores obtidos nos ensaios químicos realizados sobre as amostras retiradas dos testemunhos de sondagem. A informação dos *logs*, inicialmente em formato papel, foi armazenada numa pequena base de dados (elaborada em folha de cálculo), dividida nos três campos que em seguida se enumeram (ver também a tabela II.1):

1. **Dados sobre a sondagem:** a) Nome do projecto; b) Data de execução; c) Nome da empresa responsável; d) Referência da sondagem; e) Coordenadas UTM: X, Y (m); f) Cota da boca (m); g) Cota da base (m); h) Direcção; i) Inclinação (°).

2. **Litologia atravessada**, onde se inseriram os tipos litológicos intersectados em profundidade. Os tipos litológicos, estabelecidos de acordo com as suas características petrológicas, encontram-se na tabela II.2;
3. **Resultados dos ensaios efectuados sobre as amostras**, onde se registaram os valores obtidos laboratorialmente (em termos de composição química), para cada sondagem.

Tabela II.1 – Parâmetros registados para cada log de sondagem.

1. Dados sobre a sondagem	2. Litologia atravessada			3. Resultados dos ensaios efectuados sobre as amostras											
				Litologia			FeT			P			FeO		
a)	De (m):	Até (m):		De (m):	Até (m):	%	De (m):	Até (m):	%	De (m):	Até (m):	%	De (m):	Até (m):	%
b)															
c)															
d)															
e)															
f)															
g)															
h)															
i)															

Tabela II.2 – Tipos litológicos atravessados pelas sondagens e seu enquadramento litoestratigráfico.

Tipo Litológico	Descrição	Litoestratigrafia				
I	Minério de cascalho (decomposição do minério de ferro).	Depósitos de cobertura	Quaternário: Holocénico	Depósitos de vertente (v)	Com minério de ferro	
II	Minério: quartzito ferroso granular martítico/especularítico, por vezes intercalado com xistos e psamitos.					
III	Minério: quartzito ferroso compacto, intercalado com xistos e quartzitos.					
IV	Quartzito Bandado Ferroso (QBF): quartzito com intercalações de minério, xistos e, por vezes, psamitos.					
V	Xistos e Quartzitos.					
		Metasedimentos do Paleozóico	Ordovício: Lanviriano-Arenigiano.	Formação Quartzítica (Qa)	Sem minério de ferro	

Uma vez organizados, os dados de cada *log* de sondagem foram trabalhados de modo a se obterem todos os elementos (análises estatísticas, mapas, cortes/perfis e modelos tridimensionais), que se mostrarão nos capítulos II.4, II.5, II.6 e II.7, nos quais se procurou seguir as etapas sucintamente descritas na Parte I desta dissertação.

Na figura II.1, resumem-se os procedimentos metodológicos adoptados para o tratamento dos dados e consequente obtenção de resultados e interpretações.

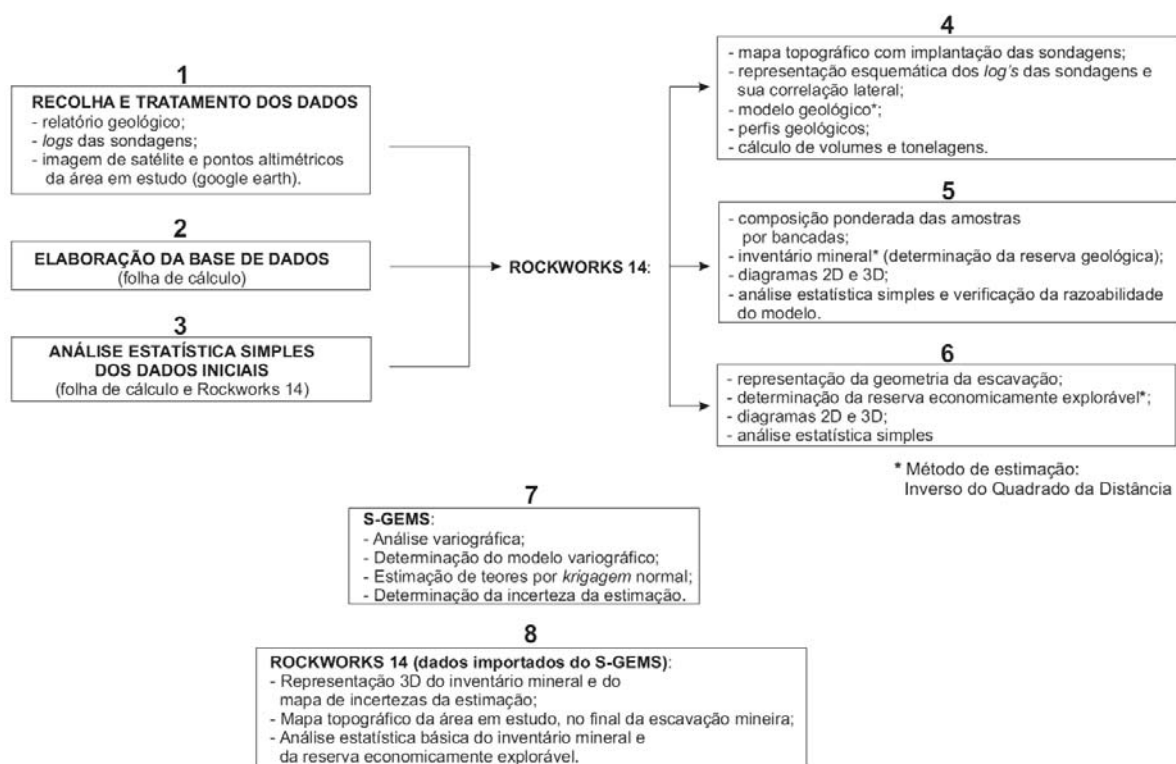


Figura II.1 – Resumo esquemático da metodologia adoptada.

II.3 – ENQUADRAMENTO DA ÁREA EM ESTUDO

II.3.1 – Localização e características geomorfológicas

A área em estudo situa-se na jazida de ferro de Cabeço da Mua, a qual está situada a leste de Torre de Moncorvo, em Trás-os-Montes, distrito de Bragança, a cerca de 1.5Km a sul de Felgar (figura II.2).

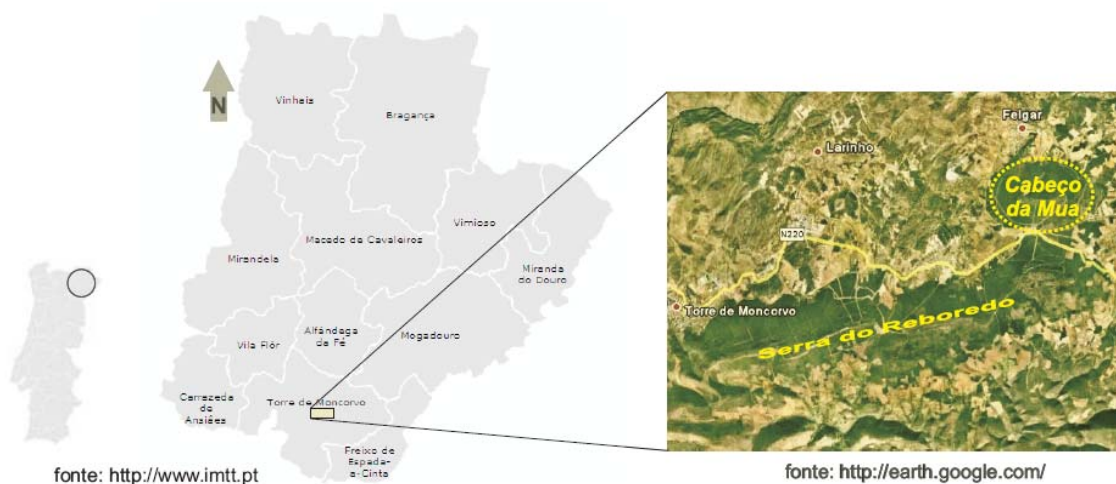


Figura II.2 – Enquadramento geográfico da jazida de ferro de Cabeço da Mua.

Em termos geomorfológicos, esta jazida corresponde a uma elevação com a forma de um cone truncado e ligeiramente alongado na direcção E – W. O seu ponto mais elevado encontra-se a 903.4m de altitude. Ao seu redor, os terrenos encontram-se praticamente aplanados devido aos processos erosivos a que foram sujeitos. Na região envolvente, ocorrem vales profundos e bem encaixados nas formações rochosas, em virtude da acção erosiva das linhas de água tributárias dos rios Douro e Sabor. Esta paisagem, cujos aspectos mais marcantes correspondem, portanto, a relevos residuais (serra do Reboredo e Cabeço da Mua), reflecte a lentidão de todo o processo erosivo a que têm vindo a ser sujeitas as resistentes formações Ordovícicas, quartzíticas e ferrosas, que ali ocorrem com espessuras consideráveis.

II.3.2 – Geologia regional: aspectos gerais

A unidade tectono-estratigráfica onde se inserem as formações existentes na região de Moncorvo é a *Zona Centro Ibérica* (figura II.3), a qual faz parte de uma de duas grandes unidades geoestruturais em que se divide o território de Portugal Continental: o *Maciço Hespérico* (Ribeiro *et al*, 1979). Segundo d'Orey (1999), ocorrem ali formações pertencentes ao Paleozóico inferior, as quais terão sido cratonizadas durante a orogenia Varisca. Durante aquele período orogénico terão ocorrido episódios de deformação crustal e metamorfismo regional de baixo grau, seguidos pela intrusão de granitos que preservaram as formações pré-existentes, (d'Orey, 1999). As formações mais recentes

ocupam basicamente a parte central do chamado *sinclínório* de Moncorvo (figura II.4). Após aquela orogenia terão ainda ocorrido alguns episódios de fracturação mais ou menos intensa e elevação de blocos (d'Orey, 1999).

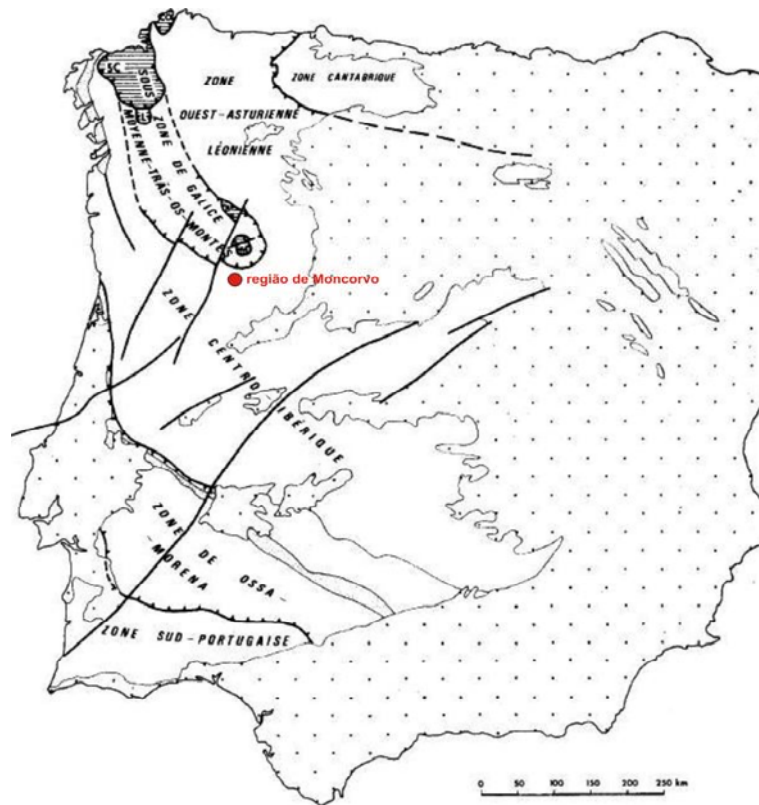


Figura II.3 – Zonas paleogeográficas e tectónicas do Maciço Hespérico (adaptado de Ribeiro *et al*, 1979).

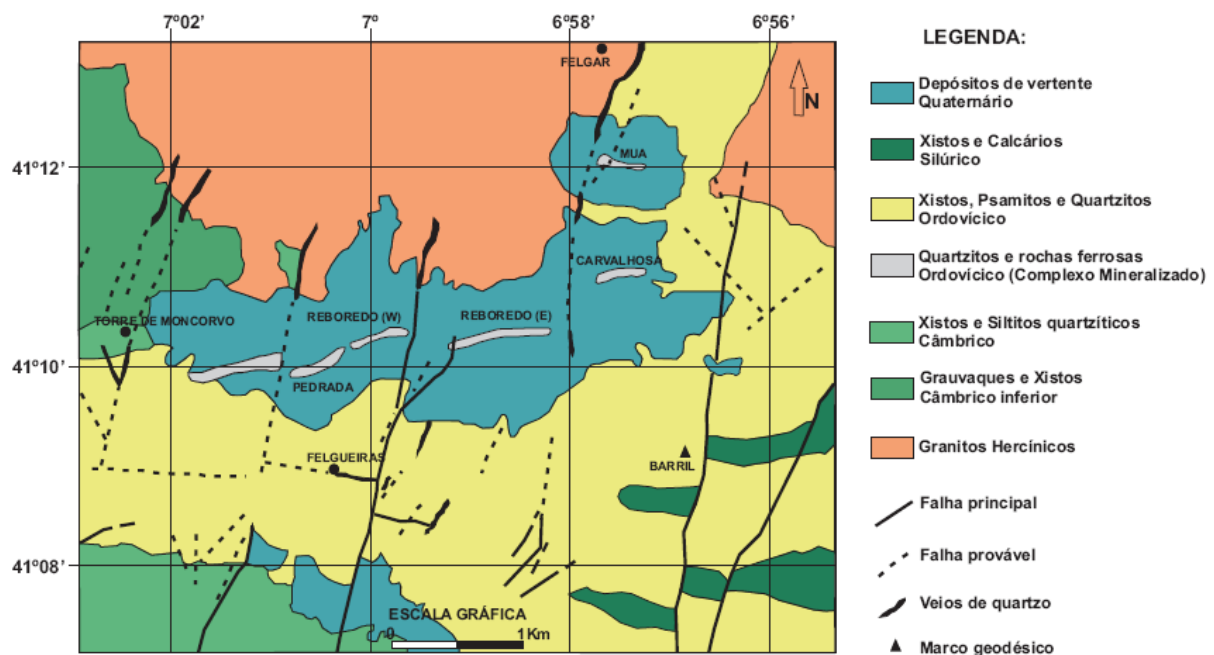


Figura II.4 – Mapa geológico da região de Moncorvo (adaptado de d'Orey, 1999).

Em termos estruturais, a região de Moncorvo está materializada pela presença de um conjunto de dobras, originadas durante a orogenia Varisca, cujos eixos possuem orientação geral E – W. A estrutura actual do *sinclínio* de Moncorvo deve-se à sobreposição de duas fases de deformação compressiva, no entanto, foi a primeira destas fases a responsável pelos seus aspectos estruturais mais marcantes (d'Orey, 1999).

Segundo d'Orey (1999), os principais tipos de falhas que ocorrem nesta região, foram originados por cisalhamentos esquerdos. Estas falhas, de orientação geral de NE – SW e NNE – SSW, encontram-se frequentemente preenchidas por quartzo. As mais recentes são de origem compatível com a segunda fase de deformação acima mencionada. Por sua vez, as mais antigas, são paralelas à grande falha da Vilariça (oeste de Moncorvo), que terá sido igualmente originada durante a orogenia Varisca. De entre todas as falhas ali existentes, algumas são de tipo normal devido às reactivações de movimentos no sistema de tensões crustais, verificadas durante o período evolutivo pós-Hercínico no Maciço Hespérico.

Toda a região foi sujeita a metamorfismo regional de baixo grau (fácies clorítica), o qual terá alterado ligeiramente o calibre e a mineralogia dos minerais pré-existentes e terá ainda conferido um aspecto mais ou menos bandado aos depósitos de minério ali ocorrentes, (d'Orey, 1999).

Em termos hidrogeológicos, as principais ocorrências estão materializadas por um conjunto de nascentes que ocorrem no sopé da serra do Reboredo as quais estão geralmente associadas a zonas de falha, perto de veios de quartzo fracturados ou na base dos quartzitos, que drenam as águas meteóricas, ou ainda nas áreas que estão cobertas pelos depósitos de vertente.

II.3.3 – Estratigrafia

Segundo Ribeiro & Rebelo (1971), e de acordo com a Notícia Explicativa da Folha 11 – C, Torre de Moncorvo, são as seguintes as unidades litoestratigráficas ocorrentes na região de Moncorvo:

II.3.3.1 – Câmbrico

II.3.3.1.1 – Complexo Xisto – Grauváquico

Esta é a unidade geológica mais antiga da região. É formada por uma espessa e uniforme sequência de xistos e grauvaques não fossilíferos, pertencentes ao Câmbrico (pré-Câmbrico superior?). Esta sequência metassedimentar (de tipo “Flish”), na qual se incluem xistos mais ou menos argilosos, grauvaques, siltitos e rochas de transição entre grauvaques e quartzitos, foi designada por Carlos Teixeira como *Complexo Xisto-Grauváquico* pré-Ordovícico.

Sobre este complexo, assentam, em discordância, os quartzitos do Ordovícico inferior.

II.3.3.2 – Ordovícico

II.2.3.2.1 – Formação Quartzítica (Lanviriano – Arenigiano)

O Ordovícico está representado por alternâncias entre xistos com bilobites e quartzitos, estes também designados por *quartzitos armoricanos*. Esta formação divide-se da base para o topo, em:

- **Qa₁ – Quartzitos inferiores:** alternâncias sucessivas entre quartzitos, xistos e psamitos em bancadas centimétricas a métricas. Espessura total: 150 ± 30m;
- **Qa₂ – Xistos intermédios:** camadas alternadas de xistos e xistos-psamíticos de espessuras centimétricas, intercaladas por finas camadas de quartzito, em especial no topo da série. Espessura total: 300 ± 50m;
- **Qa₃ – Quartzitos superiores:** alternância entre quartzitos, em bancadas métricas a decamétricas, com xistos, psamitos e material ferroso. Espessura total: 120 ± 20m;
- **Qb – Psamitos superiores:** alternâncias centimétricas de xistos e psamitos. As camadas psamíticas tornam-se menos frequentes em direcção ao topo e a transição para a Formação Xistenta que lhe é sobrejacente, dá-se de forma gradual. Espessura total: 50±10m.

II.3.3.2.2 – Formação de Quinta da Ventosa – Ve (Tremadociano?)

Esta formação é composta por quartzo-filitos com leitões dispersos e alternantes de material mais grosseiro, geralmente compostos por quartzo mal rolado.

II.3.3.2.3 – Formação Xistenta – Xi (Landeiliano – Lanviriano)

Esta formação consiste numa sequência uniforme e monótona, com cerca de 500m de espessura, de xistos carbonosos cinzentos, azulados ou rosados. No seio destes xistos ocorrem nódulos e pequenos agregados piritosos.

II.3.3.3 – Silúrico

Na área em estudo, o Silúrico está representado por uma ocorrência com largura de aproximadamente 2000m e espessura de mais de 300m (figura II.4, canto inferior direito). A sua litologia é mais diferenciada que as séries que lhe estão sobrejacentes. Existem alternâncias entre xistos e xistos siltosos, variando, por vezes, com xistos psamíticos intercalados com xistos carbonosos, calco-xistos e calcários em camadas de espessuras métricas. Espessura total: > 300m.

Segundo Ribeiro & Rebelo (1971), a transição do Ordovícico para o Silúrico é marcada por uma discordância. Com efeito, verifica-se que a série xistenta subjacente, normalmente com

espessura de 500m, pode ficar reduzida a apenas 50m, devido a biselamento da parte superior da série no contacto com o Silúrico.

II.3.3.4 – Quaternário

II.3.3.4.1 – Depósitos de vertente – v (Holocénico)

Tratam-se de depósitos recentes, que ocupam grandes áreas em redor dos corpos ferrosos “in situ” de Moncorvo, aos quais devem a sua origem. Os maiores depósitos deste tipo encontram-se nas vertentes da serra do Reboredo e do Cabeço da Mua. Estes são basicamente compostos por proporções variáveis de minério de ferro, quartzitos, psamitos e xistos, todos sob a forma de blocos rochosos de calibre variável (minério eluvial), misturados numa matriz mais ou menos argilosa, de cores avermelhadas.

II.3.3.5 – Rochas Plutónicas

II.3.3.5.1 – Granitos Variscos

Este tipo litológico é representado por duas ocorrências, geralmente identificadas como granitos de Carviçais – Larinho e Estevais. Estes granitos correspondem ao batólito que se estende desde a vila de Fornos (perto da fronteira com Espanha), a leste, até Estevais, a noroeste do jazigo de Moncorvo.

Como entidades distintas, as suas idades são também, provavelmente, diferentes. No entanto, ambos são classificados como pertencentes ao período Hercínico. Do ponto de vista macroscópico, o granito de Carviçais – Larinho, é do tipo granular, com grãos de tamanho médio, enquanto que o granito de Estevais é porfírico, de grão grosseiro e com macrocristais feldspáticos, por vezes, exibindo orientação preferencial.

Os plutões graníticos encontram-se rodeados por auréolas de metamorfismo de contacto, materializadas por corneanas e xistos metamórficos, por vezes, com manchas de andalusite.

II.3.3.6 – Filões/veios, Aplitos e Pegmatitos

II.3.3.6.1 – Filões/veios de quartzo

Existem em bastante abundância por toda a região, com comprimentos e espessuras que podem ir até às dezenas de metros.

São constituídos por quartzo leitoso, contendo impregnações de óxidos de ferro e hidróxidos. A sua orientação é aproximadamente NNE – SSW, e geralmente formam cristas que afloram nos terrenos evolventes, em virtude da acção diferencial dos agentes erosivos. A origem destes veios/filões de quartzo está relacionada com a orogenia alpina.

II.3.3.6.2 – Aplitos e pegmatitos

Ocorrem ao longo da linha de contacto entre o *Complexo Xisto – Grauváquico* pré-Câmbrico e o granito de Carviçais-Larinho. São rochas leucocráticas, compostas essencialmente por quartzo, feldspato e moscovite.

II.3.4 – Jazigo de Ferro de Moncorvo

O jazigo de Moncorvo forma uma faixa de 1Km de largura por 8Km de comprimento que se dispõe na direcção WSW-ENE, no flanco norte do *sinclinório* de Moncorvo e ainda uma faixa de 0.5Km de largura por 1Km de comprimento no sinclinal de Cabeço da Mua, a norte daquele *sinclinório* (Ribeiro & Rebelo, 1971).

Nesta região, os principais depósitos de minério de ferro são os seguintes (figura II.3): Pedrada, Reboredo e Carvalhosa (serra do Reboredo) e Cabeço da Mua. Em geral, estes depósitos correspondem a uma unidade estratigráfica Ordovícica, cuja espessura nunca excede os 150 ± 20 m, transitando, em profundidade, para formações quartzíticas, (d'Orey, 1999). Nos depósitos da serra do Reboredo, os níveis ferrosos contêm várias zonas com bandados de psamitos e quartzitos, enquanto que na Mua esta situação não ocorre, ou seja, os níveis mineralizados consistem numa formação homogênea, pouco bandada, e com mais de 90m de espessura, (d'Orey, 1999) (figura II.5).

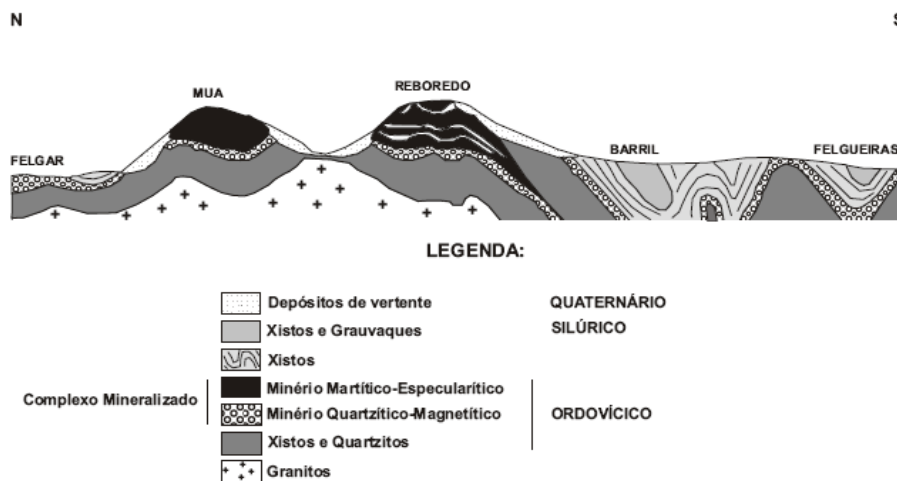


Figura II.5 – Diagrama esquemático (sem escala) do sinclinório de Moncorvo. (adaptado de d'Orey, 1999).

O minério aflora por vezes sob a forma de cristas salientes, que correspondem a protuberâncias residuais, resistentes à erosão. As vertentes, quer da serra do Reboredo, quer do Cabeço da Mua, estão cobertas por depósitos de espessura considerável compostos principalmente por calhaus quartzíticos, xistosos, psamíticos e do próprio minério ferroso, envolvidos por uma matriz de consistência mais ou menos argilosa de cores avermelhadas (d'Orey, 1999).

II.3.4.1 – Tipologias do Minério

De acordo com aspectos mineralógicos e texturais, estão identificados três tipos de minério, (d'Orey, 1999):

II.3.4.1.1 – Minério compacto magnetítico / quartzítico

Este tipo de minério ocorre na base de todos os principais depósitos acima mencionados. Afloramentos deste tipo de minério podem ainda ser observados noutros locais, como por exemplo, em Felgueiras, a sul da serra do Reboredo, em Felgar, 2Km a norte do Cabeço da Mua, e no leito do rio Sabor, a cerca de 8Km para nordeste igualmente do Cabeço da Mua. Tratam-se de camadas irregulares, cujas espessuras nunca ultrapassam os 15-20m, compostas por grãos de quartzo e magnetite, interligados por uma matriz com alguma clorite, sericite e rara apatite. Neste tipo de minério, a magnetite exhibe pouca martitização, mesmo quando aflora à superfície.

Possivelmente o material inicialmente depositado, composto por sedimentos ricos em quartzo e magnetite, cobriu uma área bastante extensa, cujos limites ultrapassavam em muito os actuais limites da bacia que hoje se encontra na área da serra do Reboredo e do Cabeço da Mua.

II.3.4.1.2 – Minério granular (magnetite) martítico / especularítico

Este tipo de minério é a principal fonte de minério de ferro. Os rácios martite/especularite são bastante irregulares, podendo atingir apenas alguns vestígios de especularite. A matriz é composta por minerais de quartzo, fósforo, clorite, sericite, lazulite, rockbridgeíte, chamosite e outros silicatos.

Ao contrário do que acontece com o minério compacto, anteriormente descrito, a magnetite deste tipo de minério encontra-se na sua maior parte oxidada. Este fenómeno encontra-se na serra do Reboredo, quer na zona superficial, quer em profundidade, até cerca de 150m, o que leva a concluir não se tratar de uma oxidação provocada por processos de alteração.

II.3.4.1.3 – Minério limonítico

Este tipo de minério é de comum ocorrência na zona superficial do minério martítico/especularítico. Trata-se de óxidos de ferro, de composição variável, consistindo em goetite intercrescida com hematite. Estudos realizados a este tipo de material mostraram que este, quando se encontra no seio de uma matriz de quartzo detrítico, é o responsável pela adsorção de quantidades substanciais de fósforo.

II.3.4.2 – Génese do Jazigo

Segundo Ribeiro & Rebelo (1971), o complexo mineralizado de Moncorvo é de tipo transgressivo, uma vez que o mesmo se situa na parte superior de uma série xisto – quartzítica, muito próximo do contacto com uma série xistenta sobrejacente.

Os mesmos autores apontam igualmente indícios justificativos de uma origem detrítica para o jazigo:

- Passagem lateral de minério a quartzitos;
- Ocorrência de minério bandado, com alternância à escala centimétrica de minério e quartzito;
- Presença de estratificações entrecruzadas sobretudo no minério bandado;
- Fósseis de braquiópodes e bilobites surgem quer no minério, quer nos quartzitos;
- Minério por vezes microconglomerático ou mesmo conglomerático.

O carácter detrítico, com precipitação sobre a forma de hidróxidos, estará mais de acordo com uma hipótese extrabasinal para a origem do jazigo.

Segundo Ribeiro & Rebelo (1971), o ambiente geológico em que se deu a deposição é semelhante aos dos restantes jazigos do mesmo tipo e idade: plataforma pouco profunda, com águas agitadas. Também se considera habitualmente que as épocas de estabilidade tectónica com peneplanação avançada no continente alimentador são favoráveis à formação de jazigos de ferro (Ribeiro e Rebelo, 1971). No entanto, segundo os mesmos autores, há indícios na região de Moncorvo que apontam para o facto de que a plataforma do Ordovícico inferior não estaria tão estável como seria de esperar. Tais indícios são os seguintes:

- A espessura da série xisto – quartzítica varia entre largos limites, o que sugere a deposição em talude relativamente inclinado;
- A deposição de pseudo – nódulos nos quartzitos e a textura microconglomerática e conglomerática do minério de ferro mostram que neste talude se davam escorregamentos submarinos;
- A deposição do minério de ferro fez-se justamente na zona mais inclinada do talude. Isto demonstra que os factores diastróficos contribuem em larga medida para controlar a deposição do minério de ferro.

II.3.5 – Jazigo de Cabeço da Mua

As informações acerca da litoestratigrafia, estrutura, geometria e mineralização foram extraídas do relatório geológico, elaborado em conjunto pela FERROMINAS, S.A. e LKAB Internacional. Os subcapítulos II.3.5.1 e II.3.5.2 foram transcritos desse relatório.

II.3.5.1 – Litoestratigrafia, Estrutura e Geometria

Do ponto de vista litoestratigráfico, as camadas mineralizadas Ordovícicas que compõem este jazigo, fazem parte da Formação Quartzítica (Lanviriano – Arenigiano), nomeadamente, do nível de quartzitos superiores (Q_{a3}).

O contacto entre estas camadas e as formações subjacentes dá-se em não-conformidade. Estas últimas (as mais antigas da região) fazem parte do *Complexo Xisto – Grauváquico* que foi objecto de intenso dobramento e metamorfismo durante a orogenia Hercínica.

Em termos estruturais, o jazigo da Mua corresponde a um dos locais onde se desenvolveu um complexo conjunto de dobramentos, os quais originaram um *sinclinório*. Esta unidade encontra-se actualmente separada da serra do Reboredo em resultado de processos erosivos que destruíram a zona intermédia e assim criaram um género de *inselberg*, o qual se encontra isolado perante os terrenos mais ou menos aplanados que o circunda.

O jazigo de Cabeço da Mua é, portanto, um sinclinal assimétrico, de plano axial com orientação aproximada E – W. A sua assimetria deve-se ao mergulho diferencial dos estratos que compõem os flancos do sinclinal: enquanto que as camadas do flanco sul têm mergulhos de mais de 55° (quer para NE, quer para NW), as do flanco Norte não excedem os 15° (para Sul). O sinclinal mergulha cerca de 20° para norte. Em virtude disso, o flanco norte foi exposto a uma erosão mais intensa que o flanco sul, daí ser menos possante.

Os elementos tectónicos mais relevantes são duas grandes falhas. Uma delas coincide com o limite oeste do jazigo. Trata-se de uma falha normal, bastante extensa em comprimento, que permitiu que a série de xistos e psamitos, subjacentes ao complexo mineralizado, aflorasse à superfície. A sua orientação geral é NNE – SSW e está, em parte, preenchida por um espesso veio de quartzo. A outra falha, de orientação NE – SW, intersecta a extremidade oeste do jazigo. É igualmente uma falha normal, com abatimento do bloco leste. O bloco oeste, em virtude da sua maior exposição aos agentes erosivos, possui actualmente menor espessura. Por outro lado, todo o jazigo encontra-se cortado por uma rede intensa de fracturas naturais, as quais dividem o complexo mineralizado em blocos poliédricos das mais variadas dimensões.

II.3.5.2 – Mineralização

Nos estudos sobre a estrutura do minério do jazigo da Mua, Grüss (1962/1965), sugeriu uma classificação em dois tipos de minério: *martítico* e *especularítico*. O seu critério foi o teor em óxido de ferro II (FeO). Deste modo, o minério do tipo martítico era aquele que possuía mais de 1% de FeO, ocorrendo quer à superfície, quer em profundidade. O minério de tipo specularítico possuía menos de 1% de FeO, ocorrendo a profundidades intermédias.

Investigações posteriores levadas a cabo pela empresa FERROMINAS E.P. conduziram à distinção entre dois níveis martíticos: o nível *martítico superior* – M1 e o *nível martítico inferior* – M2. No nível martítico inferior, o teor em ferro vai diminuindo, (até valores inferiores a 30%) à medida que aumenta a profundidade. Por seu turno, o conteúdo em sílica aumenta progressivamente. Esta sílica está materializada em grãos de quartzo extremamente finos. Até se chegar à base, ocorrem quartzitos ferrosos com intercalações de xistos e psamitos, os quais formam o limite inferior do jazigo. Em geral, o nível martítico inferior apresenta uma cor acastanhada, pelo que, em termos macroscópicos, se pode designá-lo por *minério castanho*. O nível martítico superior exhibe uma cor acizentada e um teor em ferro maior (teor médio: 44.1%). O teor em fósforo, quer neste nível, quer no nível inferior, varia, em média, entre 0.53 e 0.54%.

O minério specularítico ocorre entre os níveis martíticos inferior e superior e compõe a parte mais importante do jazigo (cerca de 90% de todo o minério presente). Um teor médio em ferro de

44.6% pode ser considerado como valor referência para este tipo de minério. O seu teor em FeO é mais baixo que 1% e o de fósforo, cerca de 0.42%.

Em termos estruturais, o nível martítico inferior ocorre ao longo da base do jazigo, numa faixa bastante uniforme. O nível martítico superior encontra-se na zona leste, recobrando o minério especularítico e constituindo aí a parte superior do jazigo. Deve, no entanto ser sublinhado que não há mudanças bruscas em termos litológicos ou minerais que possam marcar as distinções efectuadas anteriormente. Estas distinções foram feitas com base nas variações dos teores em óxido de ferro, ferro total e sílica e em certas evidências macro e microscópicas.

II.3.5.3 – Trabalhos de pesquisa efectuados no jazigo de Cabeço da Mua

Os trabalhos de pesquisa foram efectuados sobre a secção do jazigo considerada *in situ* e sobre os depósitos originados pela alteração e erosão do minério *in situ*. Esses trabalhos consistiram na abertura de trincheiras e poços, à superfície, de galerias e travessas, em subterrâneo, e na realização de furos de sondagem. As pesquisas foram feitas em anos diferentes e por diferentes entidades.

Dada a temática desta dissertação, e de acordo com os dados disponíveis para desenvolver este caso de estudo, apenas se teve em conta os elementos oriundos da primeira campanha de sondagens, realizada no início dos anos 60, pela já extinta empresa MINACORVO. Nesta campanha (1961/1962), foram feitas sete sondagens acompanhando o eixo do jazigo (E – W). Os furos foram efectuados de modo a se conhecer a espessura verdadeira do corpo mineralizado. No total, foram furados 677m por rotação com coroa diamantada. Estes trabalhos foram ainda complementados por estudos técnicos, incluindo análises químicas, ensaios físicos, e testes de concentração.

Entre os anos 1978 e 1979, a empresa FERROMINAS E.P., efectuou uma nova campanha de sondagens, mais extensa que a primeira. No total foram furados 2058.98m igualmente à rotação com coroa diamantada. Os dados disponibilizados acerca destas sondagens apenas dizem respeito às coordenadas das bocas dos furos, dos comprimentos de cada um e também relativamente à sua direcção e inclinação.

Na figura II.6, ilustra-se a disposição no terreno dos vários furos de sondagem efectuados em ambas as campanhas de prospecção, e a delimitação da área em estudo.



fonte (imagem de satélite): <http://earth.google.com/>

Figura II.6 – Distribuição das sondagens efectuadas no jazigo de Cabeço da Mua (a azul: campanha de 1961/62; a vermelho: campanha de 1978/79) e delimitação da área em estudo.

II.4 – MODELAÇÃO GEOLÓGICA DA ÁREA EM ESTUDO

Antes de se construir o modelo geológico tridimensional foram elaborados mapas topográficos bidimensionais e tridimensionais a partir de um conjunto de cotas altimétricas extraídas do *google earth*, onde se mostram a morfologia do terreno, o posicionamento e a direcção da inclinação de cada uma das sondagens (figuras II.7 a II.9).

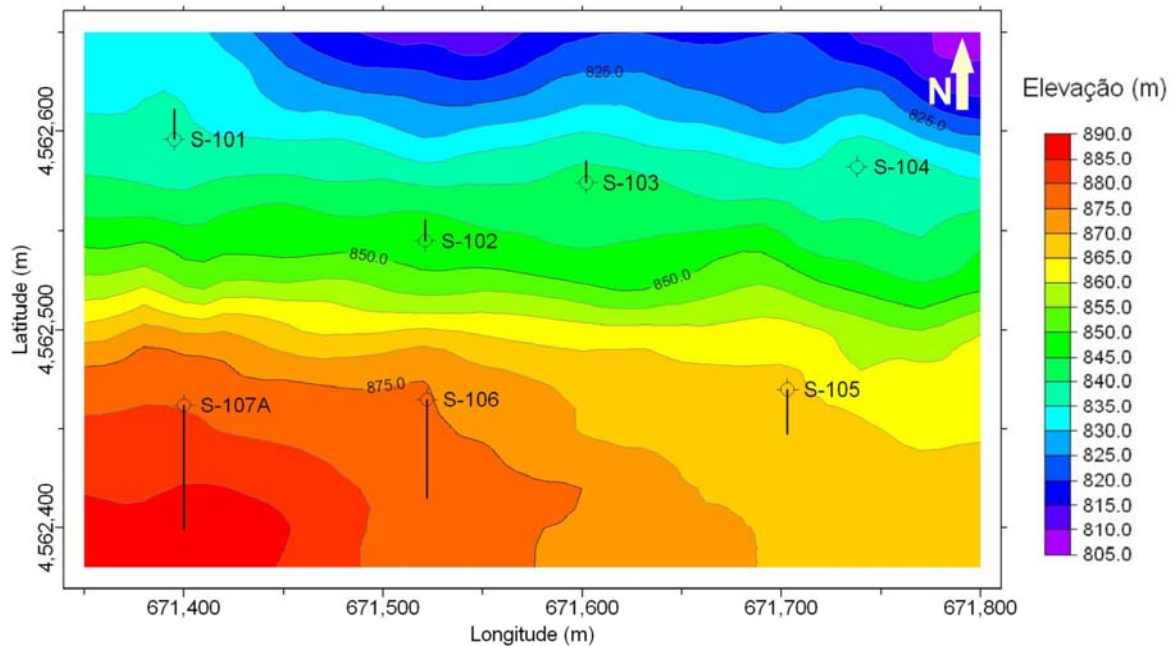


Figura II.7 – Mapa topográfico bidimensional ilustrando o posicionamento das sondagens face à geomorfologia do terreno.

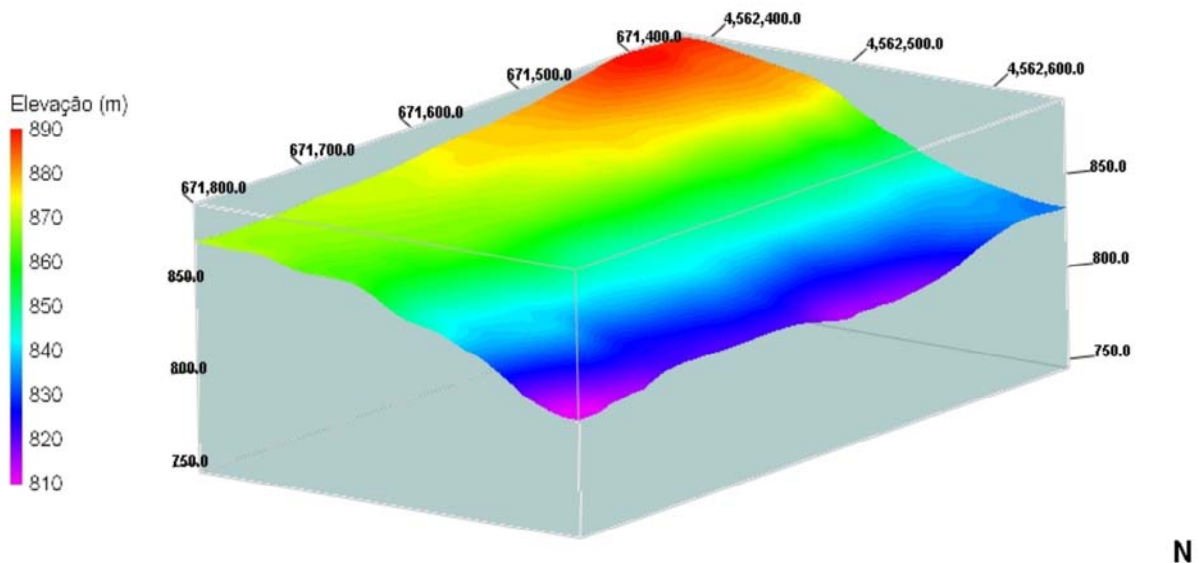


Figura II.8 – Representação tridimensional da morfologia da área em estudo.

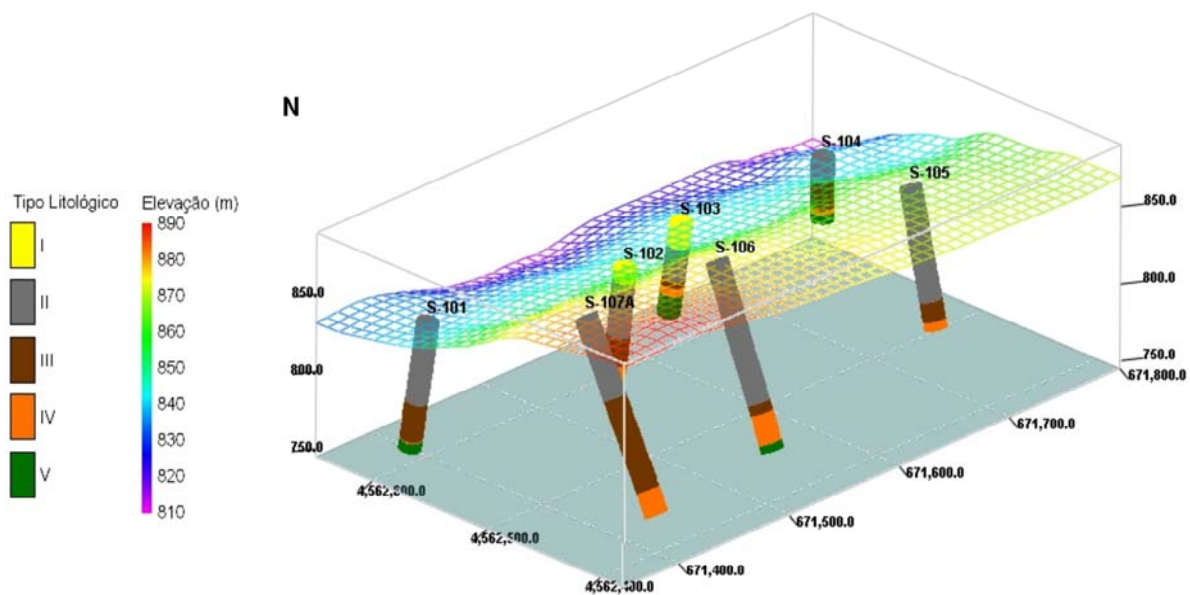


Figura II.9 – Representação tridimensional ilustrando o posicionamento das sondagens face à superfície do terreno.

Os *logs* das sondagens podem ser consultados no anexo nº1. Neles estão contidas as informações respeitantes às litologias atravessadas e seu enquadramento litoestratigráfico (de acordo com a bibliografia consultada), e aos resultados das análises químicas efectuadas sobre os elementos em jogo considerados mais importantes: ferro total (FeT) e fósforo (P).

Partindo do conhecimento geológico obtido na bibliografia e da informação retirada dos *logs* das sondagens disponibilizadas, elaborou-se um modelo geológico tridimensional onde se ilustra a geometria das camadas no subsolo e a relação espacial entre elas. Para construir este modelo partiu-se de um arranjo tridimensional de blocos com 10m de lado (nas três direcções espaciais) e usou-se o Inverso do Quadrado da Distância (raio de procura = 150m)

Na figura II.10 ilustra-se o aspecto do referencial de blocos a partir do qual se procedeu às modelações tridimensionais.

A primeira abordagem relativamente à disposição entre as diferentes entidades geológicas no subsolo foi feita mediante a correlação lateral entre as sondagens, de modo a estabelecer-se um conjunto de perfis litoestratigráficos teóricos, a partir dos quais se desenvolveu o modelo geológico tridimensional. O resultado destas correlações encontra-se no anexo nº2.

O modelo geológico tridimensional da área em estudo e respectivos perfis geológicos complementares mostram-se nas figuras II.11 e II.12.

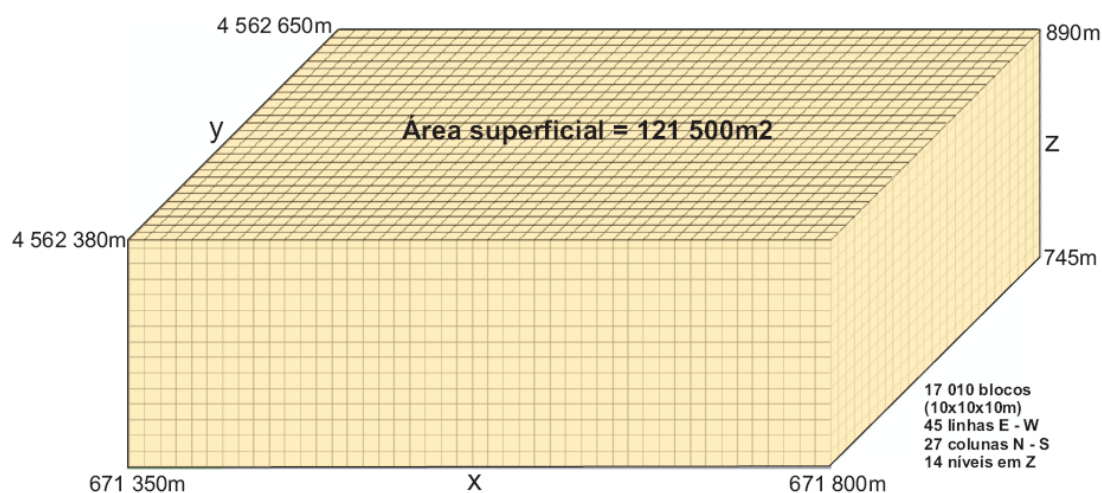


Figura II.10 – Malha tridimensional de blocos utilizada.

Para além de possibilitar o visionamento do modo como as diferentes entidades geológicas se dispõem no subsolo, o modelo elaborado permitiu igualmente obter informação acerca das toneladas de cada uma delas, o que é importante para o posterior cálculo da reserva geológica. Assim, na área modelada, os depósitos de vertente (v) estão materializados por 441 142 t, e os quartzitos superiores (Q_{a3}) por 35 930 698 t. Estes valores foram calculados directamente pelo *software* de modelação (*Rockworks 14*), tendo para isso bastando dar-lhe como *input* a densidade dos materiais, que foram retiradas do relatório geológico disponibilizado e que se mostram na seguinte tabela:

Tabela II.3 – Densidades dos diversos tipos litológicos e litoestratigráficos.

Tipo litológico	Densidade (t/m^3)	Litoestratigrafia	Densidade (t/m^3)
I	2.59	Depósitos de vertente (v) "minério de cascalho"	2.59
II	3.8	Quartzitos superiores (Q_{a3}) "minério <i>in situ</i> "	3.85
III	3.5		
IV	3.5		
V	2.58	Xistos intermédios (Q_{a2})	2.58

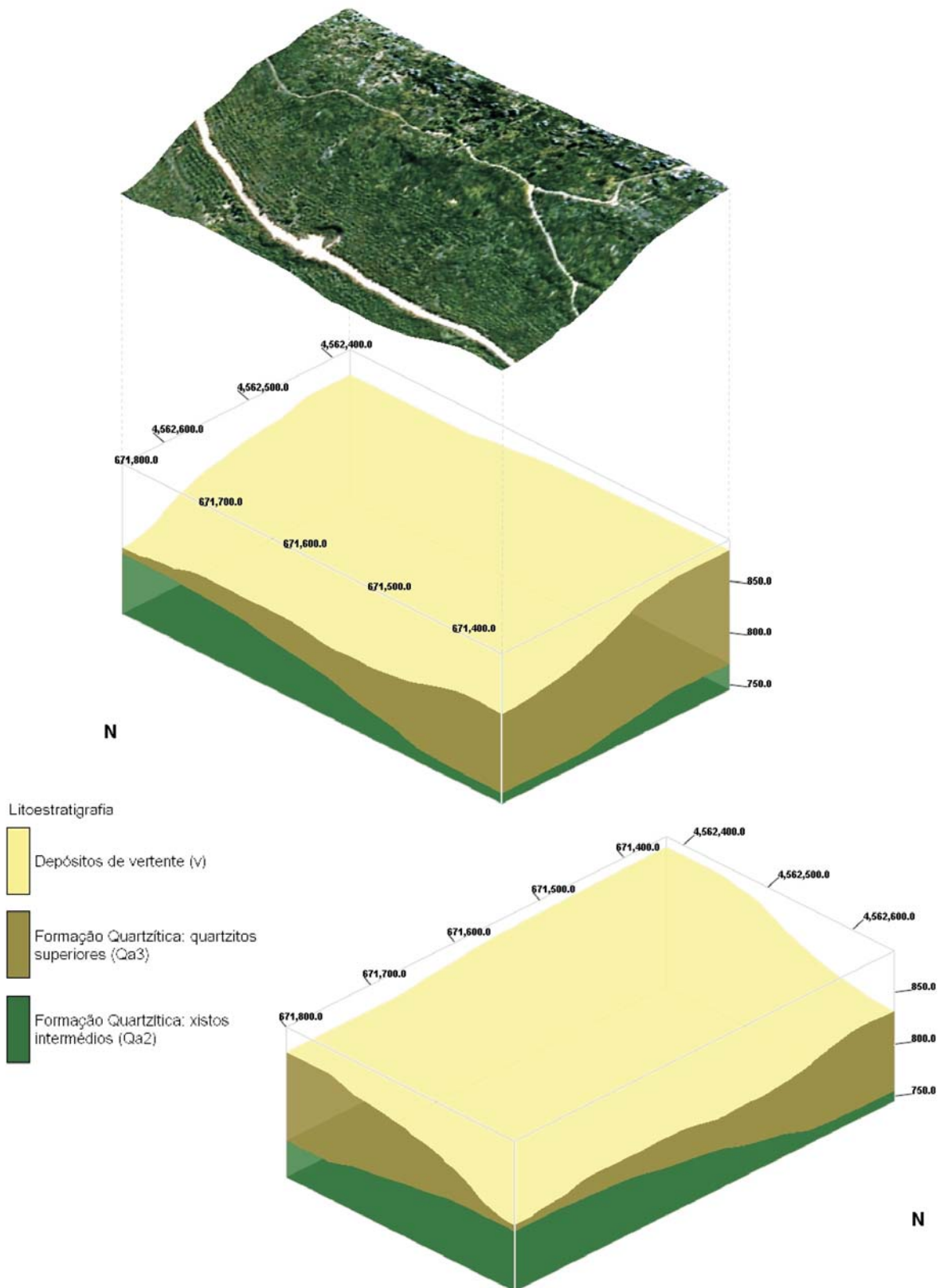


Figura II.11 – Modelo geológico da área em estudo (em cima: imagem de satélite).

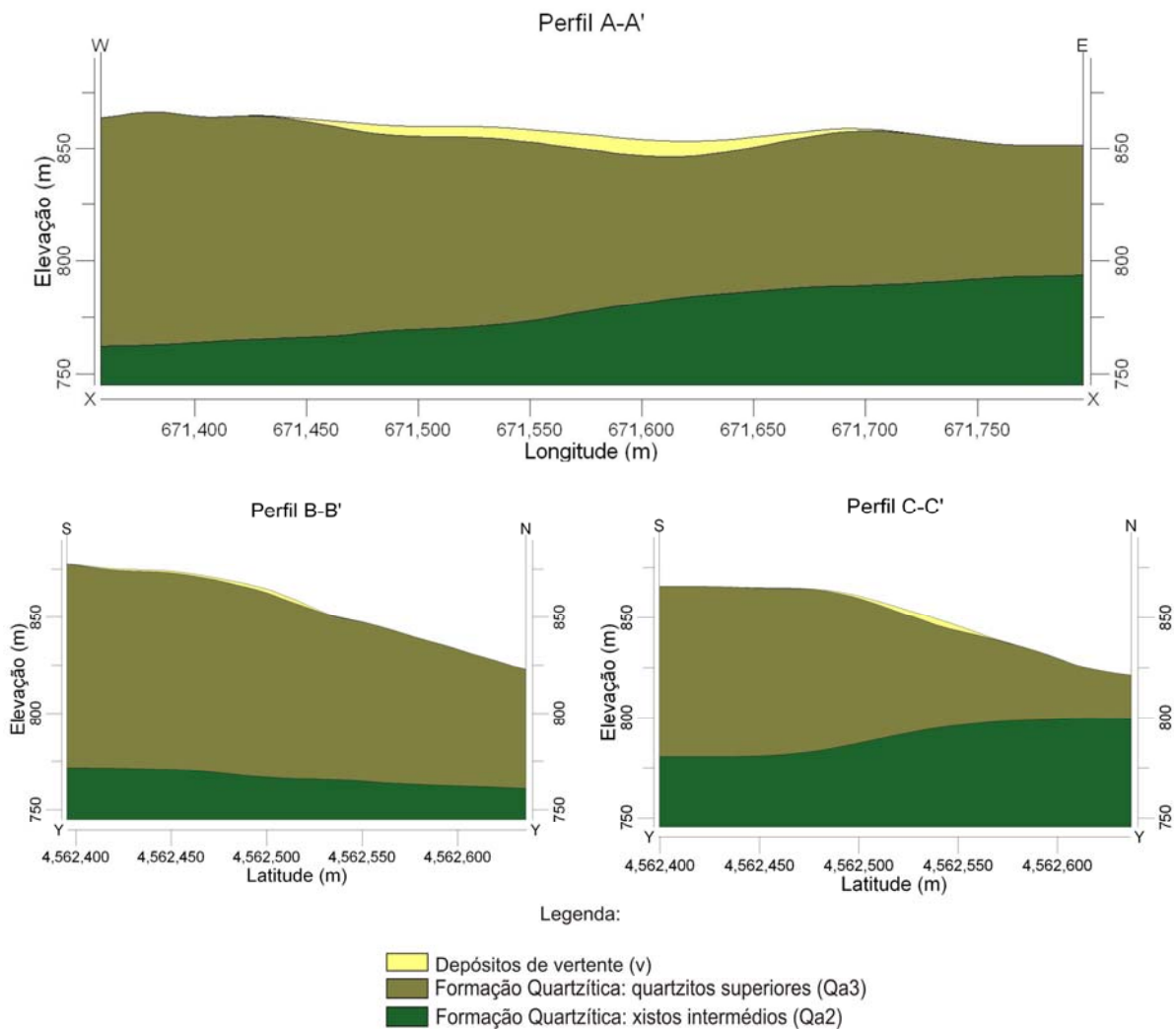
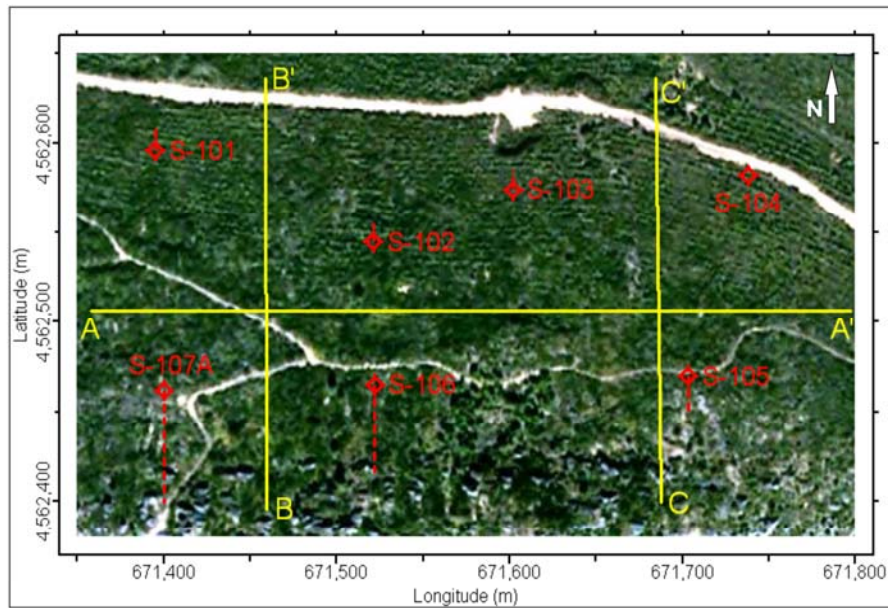


Figura II.12 – Perfis geológicos efectuados para a área em estudo.

II.5 – VALORES DA AMOSTRAGEM: ANÁLISE ESTATÍSTICA SIMPLES

Os valores obtidos nas amostras colhidas em cada testemunho de sondagem, nomeadamente os teores em ferro total (FeT) e em fósforo (P), foram submetidos a uma análise estatística simples de modo a serem conhecidos os seus parâmetros essenciais. Os resultados obtidos, que se mostram em seguida, estão expressos em percentagem relativamente à unidade de comprimento (1m) das amostras colhidas nos testemunhos de sondagem.

II.5.1 – Ferro Total (FeT)

Tabela II.4 – Estatísticos para o ferro (conjunto das sondagens).

nº de amostras	140	Erro padrão do teor médio ponderado (%)	0.44
Teor mínimo (%)	24.04	Variância (% ²)	27.09
Teor máximo (%)	58.40	Desvio padrão (%)	5.20
Teor médio ponderado (%)	42.88	Coefficiente de variação	0.12

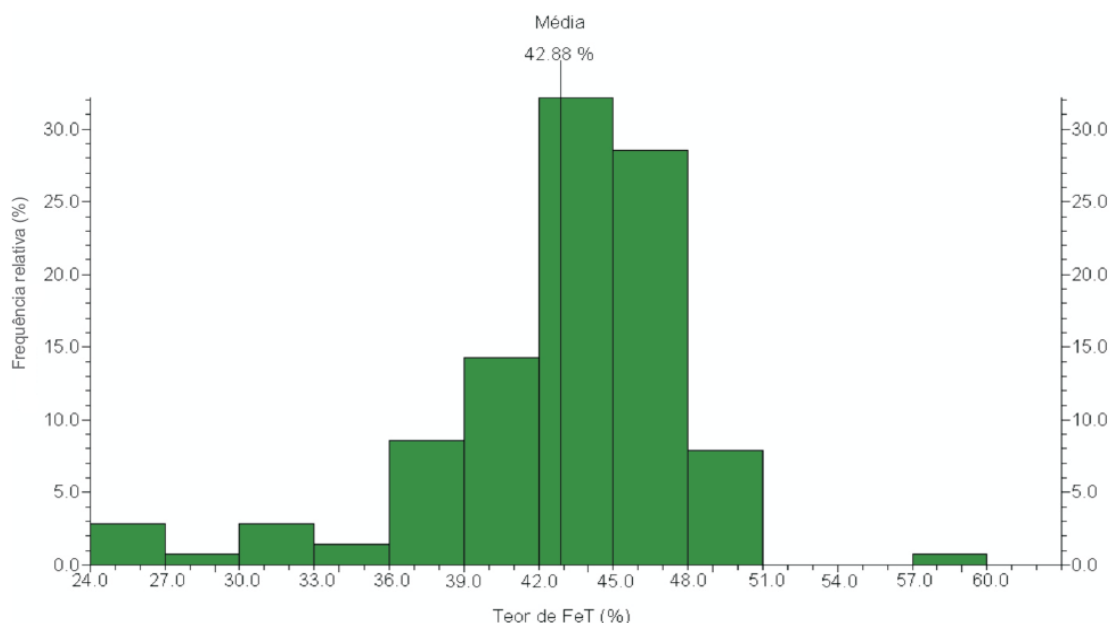


Gráfico II.1 – Histograma para o ferro total (conjunto das sondagens).

A partir do erro padrão da média ($SE_{\bar{X}}$), expresso pela conhecida equação:

$$SE_{\bar{X}} = S / \sqrt{n} \quad \text{Eq. II.13}$$

Em que **S** é o desvio padrão e **n**, o número de amostras, pode-se considerar que o erro relativamente à ponderação da média dos teores em ferro para o conjunto de todas as amostras é quase insignificante, o que em termos estatísticos é um indicador de que tal ponderação foi feita de modo eficaz, respeitando os dados originais.

II.5.2 – Fósforo (P)

O mesmo tipo de análise foi feito para os valores de fósforo (P), uma vez que este componente químico é, em termos metalúrgicos, um forte penalizante do ferro, afectando a sua qualidade como produto vendável. Os resultados obtidos mostram-se em seguida.

Tabela II.5 – Estatísticos para o fósforo (conjunto das sondagens).

nº de amostras	140	Erro padrão do teor médio ponderado (%)	0.014
Teor mínimo (%)	0.13	Variância (% ²)	0.029
Teor máximo (%)	1.52	Desvio padrão (%)	0.17
Teor médio ponderado (%)	0.46	Coefficiente de variação	0.37

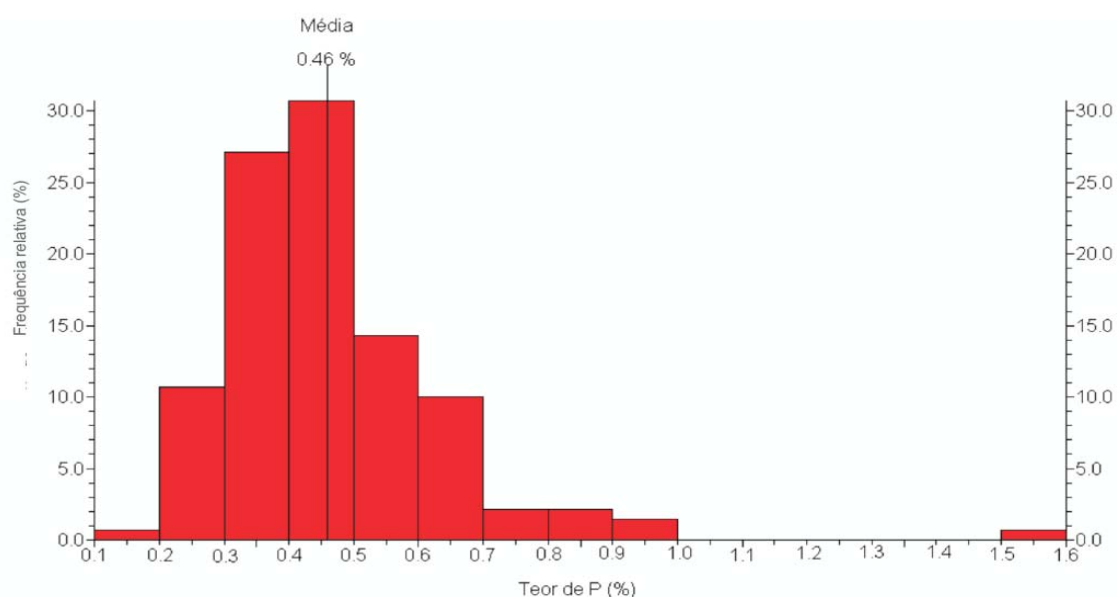


Gráfico II.2 – Histograma para o fósforo (conjunto das sondagens).

Comparando o coeficiente de variação dos dois elementos, constata-se que o comportamento do fósforo é mais irregular que o do ferro, ainda que o erro padrão da sua média ponderada seja muito menor que no caso do ferro.

II.5.3 – Análise da correlação linear entre as variáveis ferro total (FeT), fósforo (P), sílica (SiO₂) e profundidade.

Com o objectivo de verificar se existia ou não algum grau de dependência entre os teores de ferro e fósforo, foram elaborados gráficos de correlação linear entre estes dois elementos, para cada furo de sondagem, os quais se mostram em seguida.

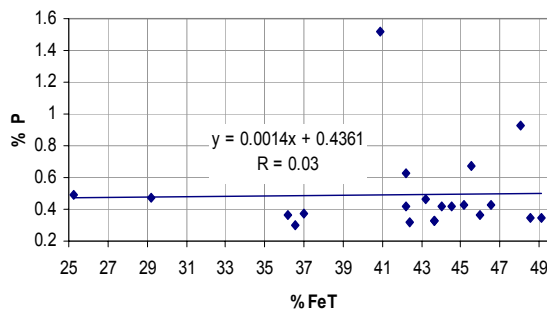
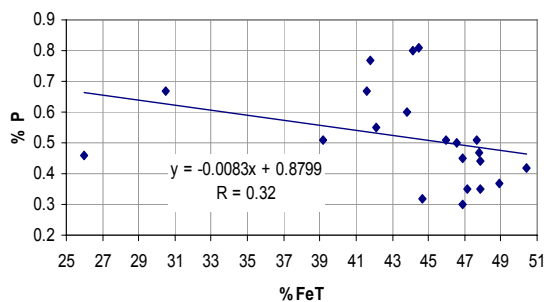


Gráfico II.3 (esquerda) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e fósforo na sondagem S 101.

Gráfico II.4 (direita) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e fósforo na sondagem S 102.

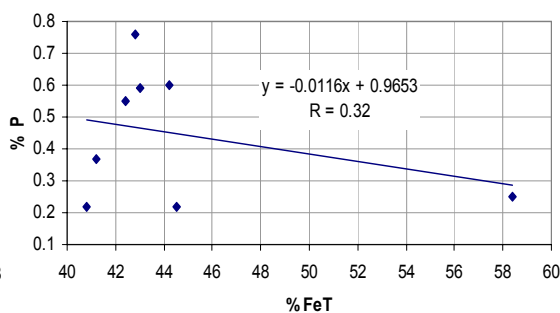
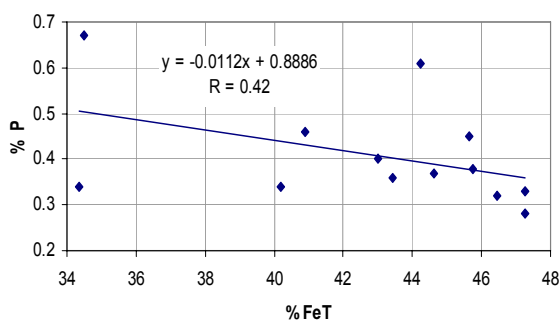


Gráfico II.5 (esquerda) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e fósforo na sondagem S 103.

Gráfico II.6 (direita) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e fósforo na sondagem S 104.

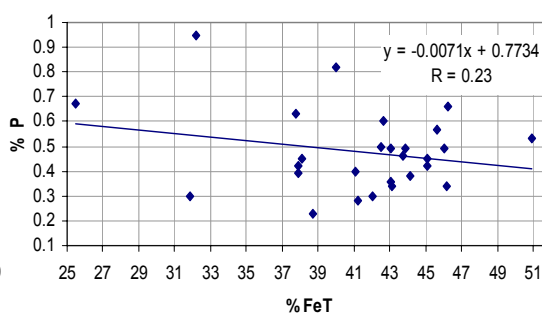
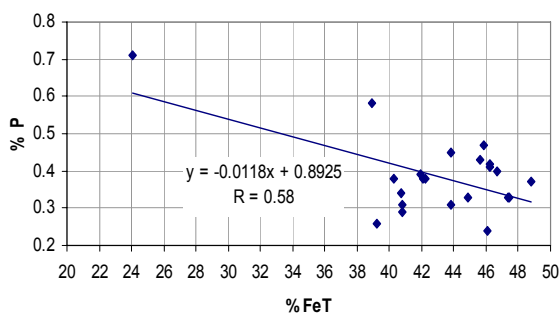


Gráfico II.7 (esquerda) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e fósforo na sondagem S 105.

Gráfico II.8 (direita) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e fósforo na sondagem S 106.

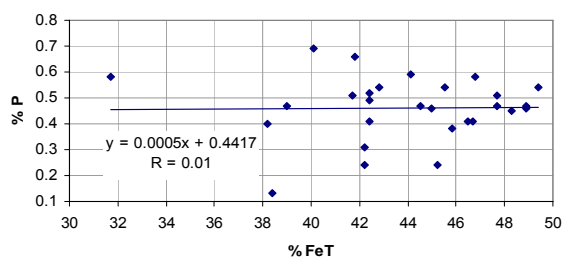


Gráfico II.9 – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e fósforo na sondagem S 107A.

Como pode ser verificado, a correlação linear entre estes elementos químicos varia de furo para furo, sendo maior nuns que noutros. Mas, de uma maneira geral, é bem perceptível que não parece haver grande relação linear entre os teores de ferro e fósforo para uma mesma sondagem, assumindo que a população em estudo é na sua globalidade homogénea. Isto significa que em toda a área estudada a presença de um elemento, em princípio, não será função do outro, portanto, ambos

são independentes entre si. Este aspecto é importante, uma vez que assim se fica a saber que os teores mais elevados em fósforo não estão associados aos teores mais altos ou mais baixos em ferro, o que, em termos de planeamento de uma futura lavra, se reflecte na não delimitação preferencial de zonas a explorar.

O mesmo não acontece na relação entre os teores de ferro e sílica, como se pode observar nos gráficos seguintes, que, mesmo de um modo espúrio, servem para verificar de um modo geral a variação, em profundidade, destes dois elementos:

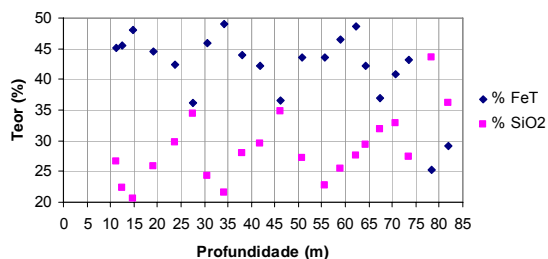
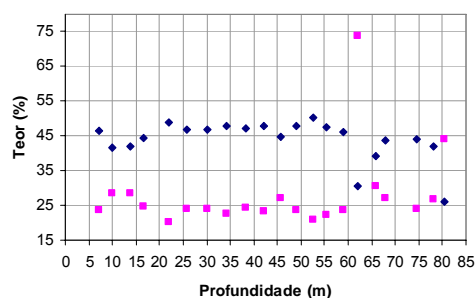


Gráfico II.10 (esquerda) – Variação dos teores de ferro e sílica na sondagem S 101.

Gráfico II.11 (direita) – Variação dos teores de ferro e sílica na sondagem S 102.

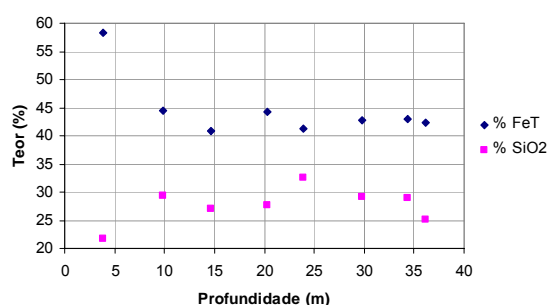
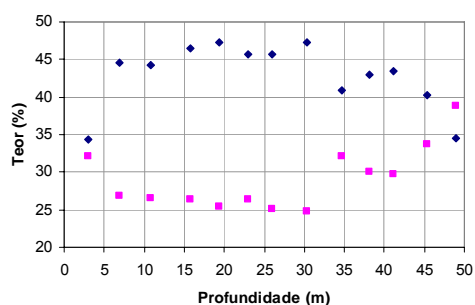


Gráfico II.12 (esquerda) – Variação dos teores de ferro e sílica na sondagem S 103.

Gráfico II.13 (direita) – Variação dos teores de ferro e sílica na sondagem S 104.

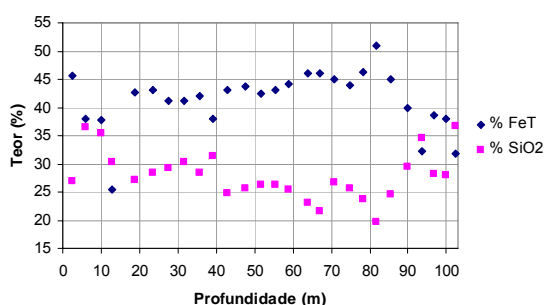
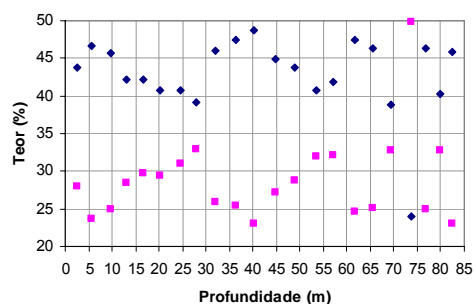


Gráfico II.14 (esquerda) – Variação dos teores de ferro e sílica na sondagem S 105.

Gráfico II.15 (direita) – Variação dos teores de ferro e sílica na sondagem S 106.

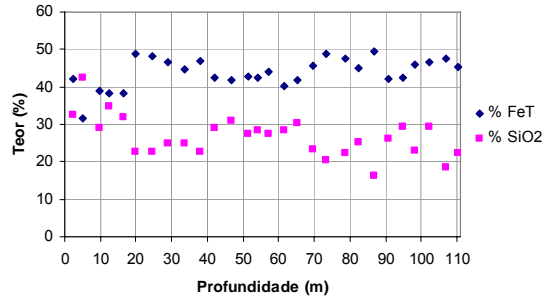


Gráfico II.16 – Variação dos teores de ferro e sílica na sondagem S 107A.

Da interpretação destes gráficos resultam as seguintes observações:

1. Em relação ao ferro, verifica-se que, de uma forma geral, os teores mantêm-se até uma certa profundidade, a partir da qual começam a diminuir, em virtude da presença de litologias mais pobres neste elemento químico. Essas litologias deverão corresponder às camadas de Xistos Intermédios (Q_{a2}), subjacentes às camadas mineralizadas dos Quartzitos Superiores (Q_{a3});
2. A disposição dos valores em profundidade permite distinguir zonas (ou camadas) com maior conteúdo em ferro e conseqüentemente mais pobres em sílica e vice-versa. Este aspecto traduz-se igualmente na forte correlação linear negativa entre ambos os elementos, como testemunham os gráficos que apresentam em seguida. Essa correlação pode porventura justificar-se na ocorrência de intercalações de material estéril (xistos, quartzitos e psamitos) no seio das litologias ricas em substância útil, o que faz com que o conteúdo em sílica aumente, diminuindo o conteúdo em ferro.

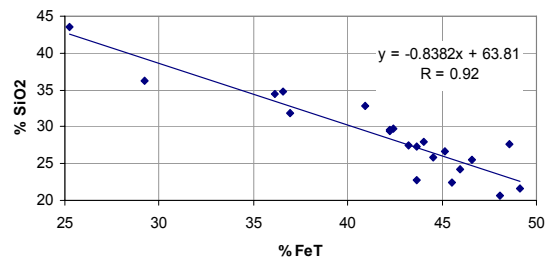
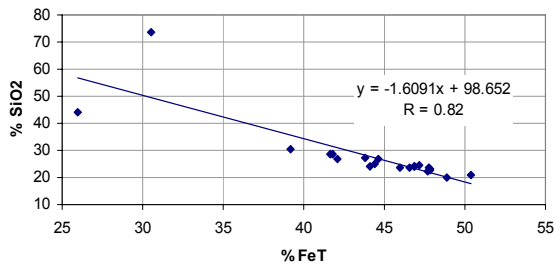


Gráfico II.17 (esquerda) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e sílica na sondagem S 101.

Gráfico II.18 (direita) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e sílica na sondagem S 102.

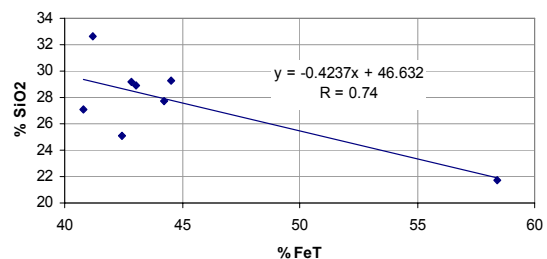
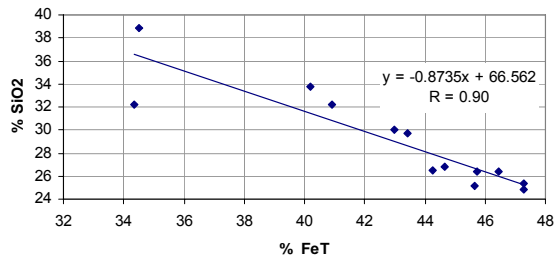


Gráfico II.19 (esquerda) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e sílica na sondagem S 103.

Gráfico II.20 (direita) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e sílica na sondagem S 104.

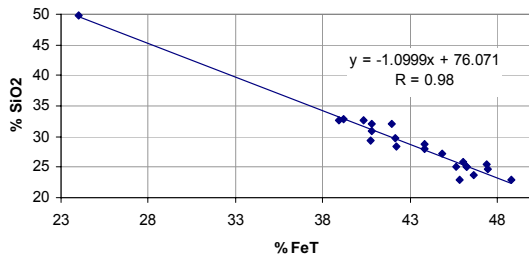


Gráfico II.21 (esquerda) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e sílica na sondagem S 105.

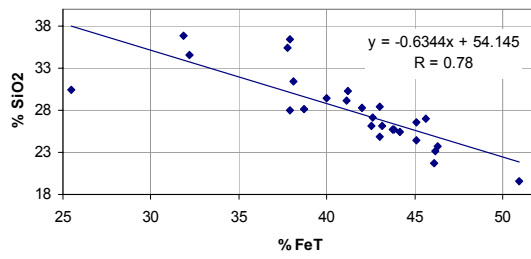


Gráfico II.22 (direita) – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e sílica na sondagem S 106.

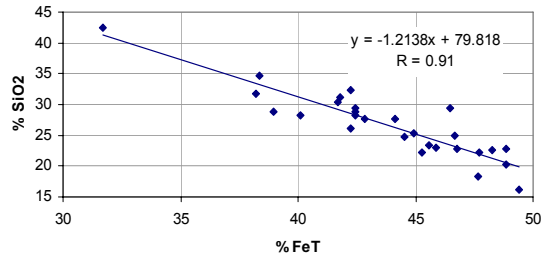


Gráfico II.23 – Diagrama de dispersão linear entre teores de ferro e sílica na sondagem S 107A.

Por sua vez, foi igualmente analisada a distribuição dos teores de fósforo face à profundidade, com o intuito de perceber se existiam ou não zonas no maciço onde a concentração deste elemento era maior ou menor. Os resultados obtidos mostram-se nos gráficos seguintes:

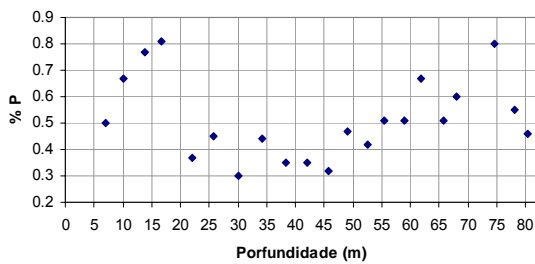


Gráfico II.24 (esquerda) – Variação dos teores de fósforo na sondagem S 101.

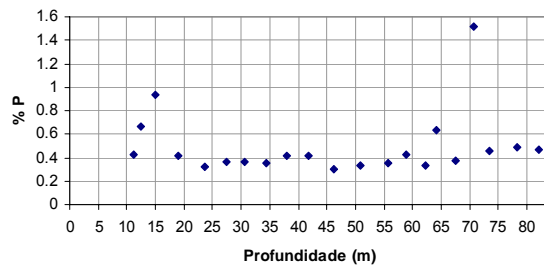


Gráfico II.25 (direita) – Variação dos teores de fósforo na sondagem S 102.

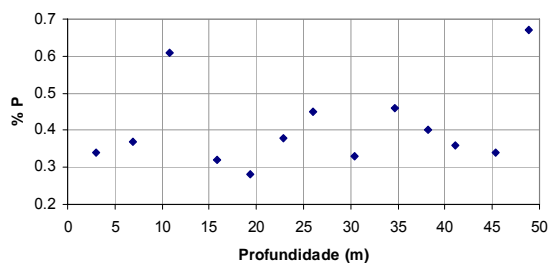


Gráfico II.26 (esquerda) – Variação dos teores de fósforo na sondagem S 103.

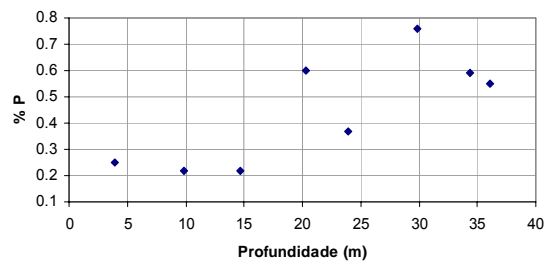


Gráfico II.27 (direita) – Variação dos teores de fósforo na sondagem S 104.

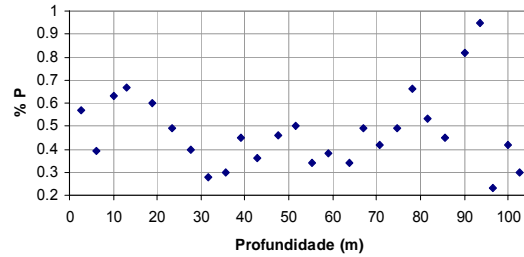
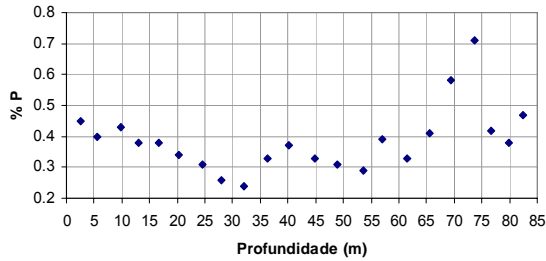


Gráfico II.28 (esquerda) – Variação dos teores de fósforo na sondagem S 105.

Gráfico II.29 (direita) – Variação dos teores de fósforo na sondagem S 106.

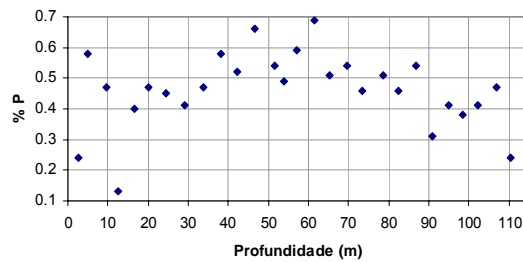


Gráfico II.30 – Variação dos teores de fósforo na sondagem S 107A.

De uma maneira geral, o que se retira da leitura destes gráficos é que, à excepção de alguns nichos de valores onde, de facto, pode existir correlação linear com a profundidade (se se considerar a população como não homogénea, o que não foi o caso, como anteriormente se mencionou), parece não haver grande relação entre estas duas populações, já que os teores em fósforo oscilam de um modo mais ou menos irregular face à profundidade.

O que se verifica nas análises acima efectuadas vai de encontro às observações registadas no relatório geológico disponibilizado, na medida em que nele está escrito que não parece haver relação entre os teores de ferro e fósforo nem entre estas variáveis com a profundidade (e restantes direcções espaciais). Do mesmo modo se confirmou a correlação linear negativa entre os teores de ferro e sílica e, por analogia, assume-se que o mesmo ocorra entre os teores de sílica e fósforo.

De acordo com os dados estatísticos aqui obtidos, o teor médio em ferro no conjunto das sondagens é cerca de 42.9% e em fósforo de 0.46%. Estes resultados estão igualmente em concordância com os valores presentes no mesmo relatório (ainda que aquele se reporte a toda a jazida de Cabeço da Mua e não apenas a uma parte dela, como no caso que aqui se apresenta).

II.6 – MAPEAMENTO, COMPOSIÇÃO E EXTENSÃO DAS AMOSTRAS AOS BLOCOS: ELABORAÇÃO DO INVENTÁRIO MINERAL

A elaboração do Inventário Mineral (ou, por outras palavras, o cálculo dos recursos geológicos) obedeceu a uma série de etapas. Na primeira delas, estabeleceu-se uma malha tridimensional de blocos cujas dimensões foram as mesmas da malha adoptada para o modelo geológico. Em seguida, fez-se a composição das amostras para cada *log* de sondagem. Para tal, adoptou-se um comprimento de 10m como intervalo de composição, o qual é igual à altura das futuras bancadas da exploração a céu aberto. Portanto, a extensão das amostras aos blocos do modelo tridimensional (Inventário Mineral) foi feita a partir dos novos valores compostos. Por isso, foi necessário verificar os estatísticos básicos das amostras reorganizadas em intervalos regulares de 10m, com o intuito de perceber se havia, ou não, grandes diferenças em relação aos dados originais. Tais estatísticos, expressos em percentagem relativamente à unidade de comprimento (10m), mostram-se em seguida.

Tabela II.6 – Estatísticos para o ferro (composição por bancadas).

nº de amostras	54	Erro padrão do teor médio ponderado (%)	0.59
Teor mínimo (%)	25.25	Variância (% ²)	18.66
Teor máximo (%)	49.39	Desvio padrão (%)	4.32
Teor médio ponderado (%)	43.09	Coefficiente de variação	0.10

Tabela II.7 – Estatísticos para o fósforo (composição por bancadas).

nº de amostras	54	Erro padrão do teor médio ponderado (%)	0.017
Teor mínimo (%)	0.22	Variância (% ²)	0.015
Teor máximo (%)	0.81	Desvio padrão (%)	0.12
Teor médio ponderado (%)	0.44	Coefficiente de variação	0.28

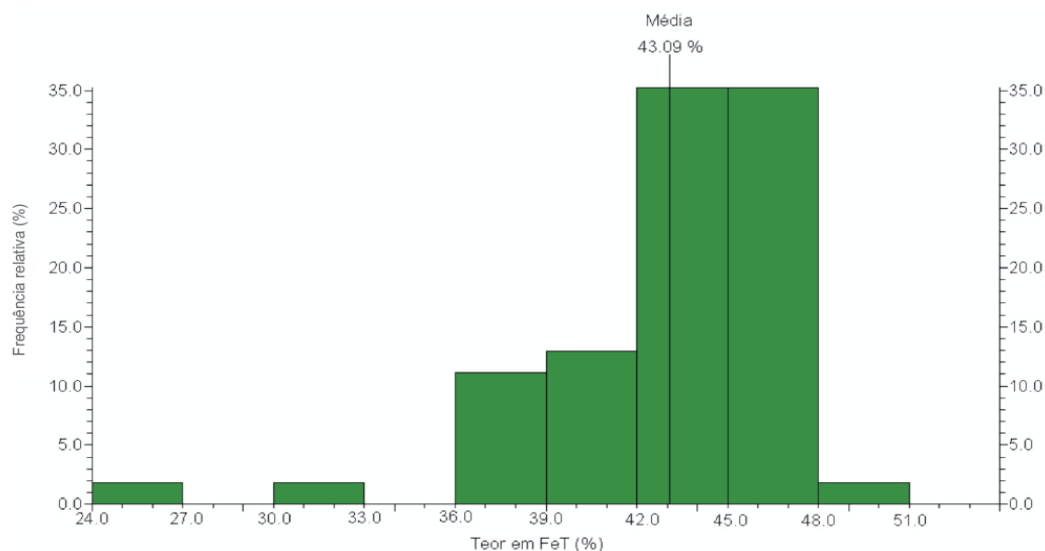


Gráfico II.31 – Histograma para o ferro (composição por bancadas).

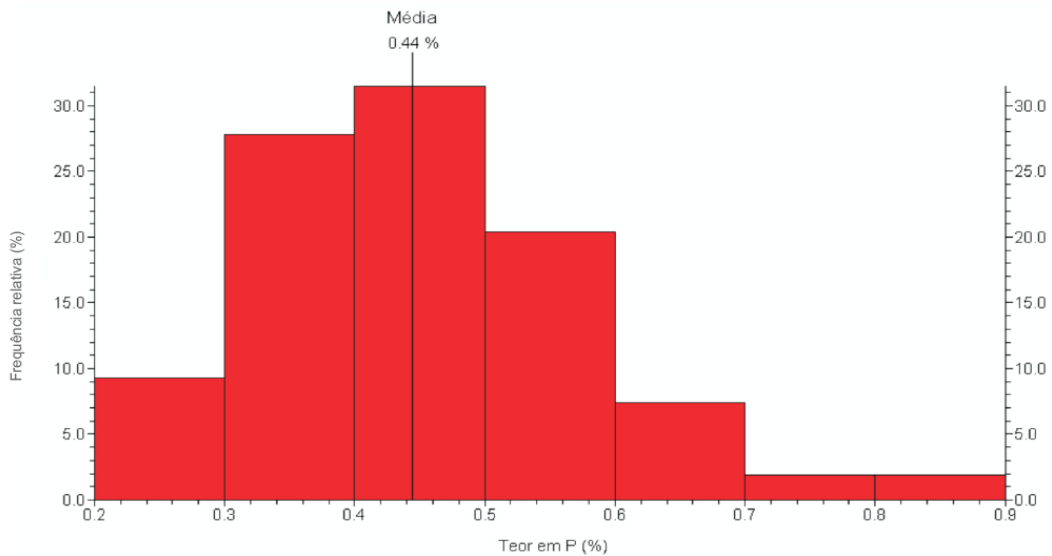


Gráfico II.32 – Histograma para o fósforo (composição por bancadas).

Do que se pode observar, não persistem grandes diferenças entre os valores compostos e os valores originais, pelo que se assumiu como válida a execução da etapa de extensão partindo dos valores compostos.

O método interpolativo usado para estimar os teores de ferro e de fósforo em cada bloco do Inventário Mineral foi igualmente o Inverso do Quadrado da Distância (raio de procura = 150m, para garantir a abrangência de toda a área a estimar, dado que o espaçamento médio entre sondagens é de cerca de 100m). Os resultados obtidos em termos gráficos mostram-se nas figuras seguintes.

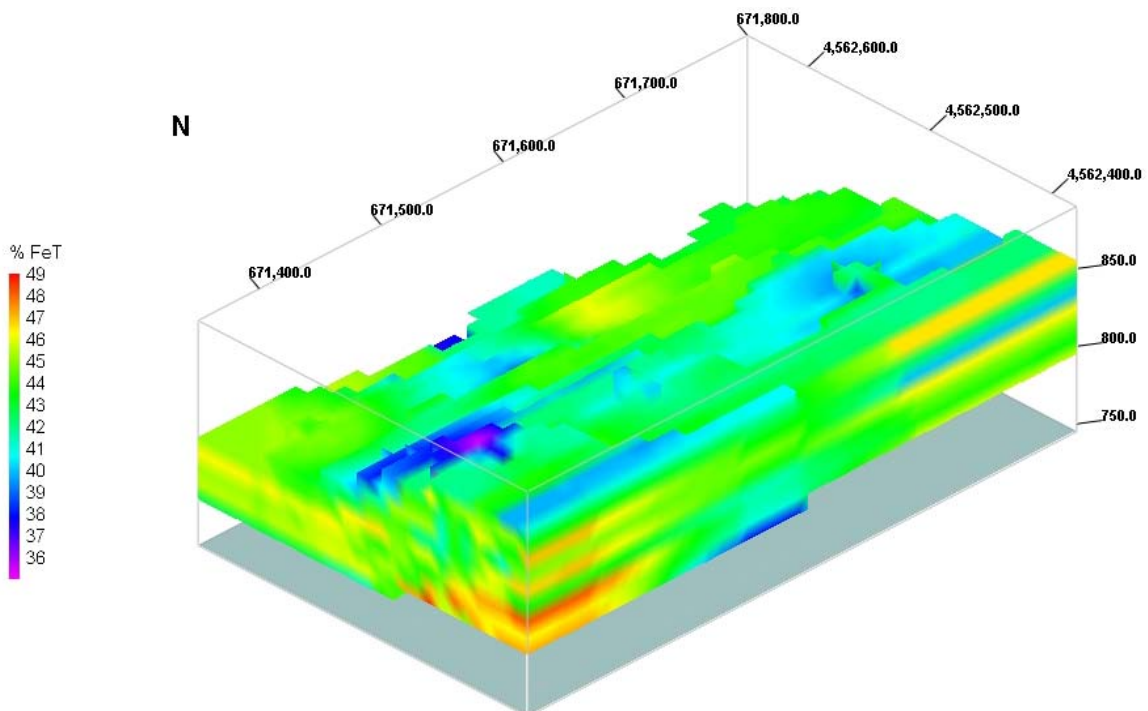


Figura II.13 – Modelo de blocos ilustrando a distribuição espacial dos teores de ferro total (perspectiva SW).

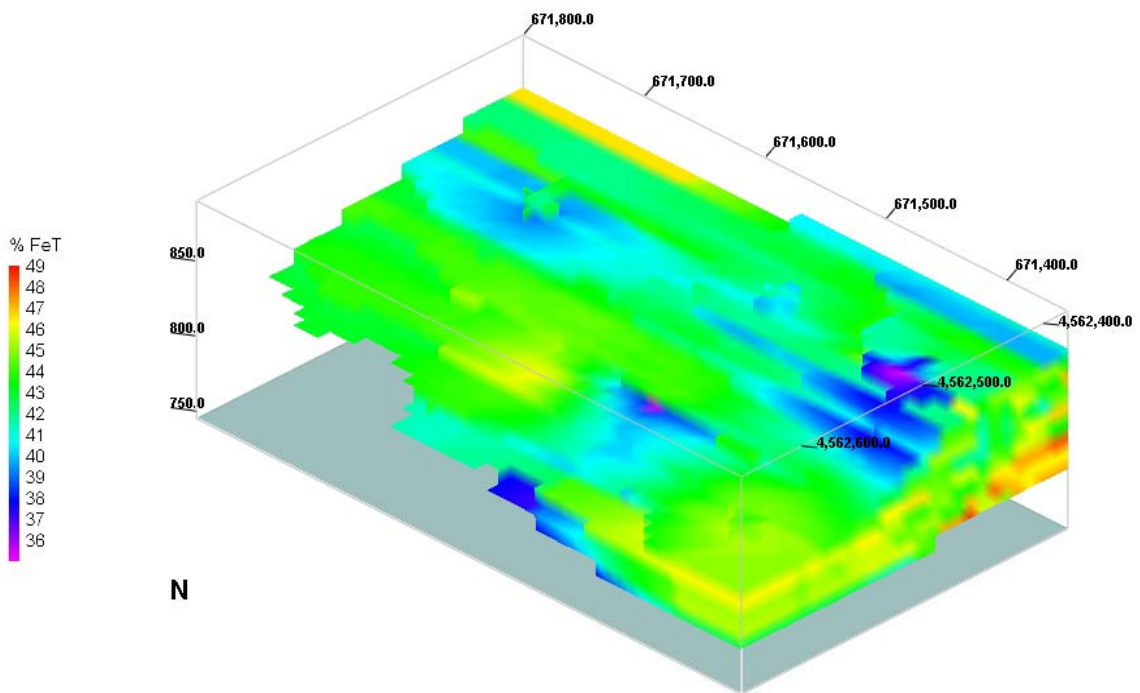


Figura II.14 – Modelo de blocos ilustrando a distribuição espacial dos teores de ferro total (perspectiva NW).

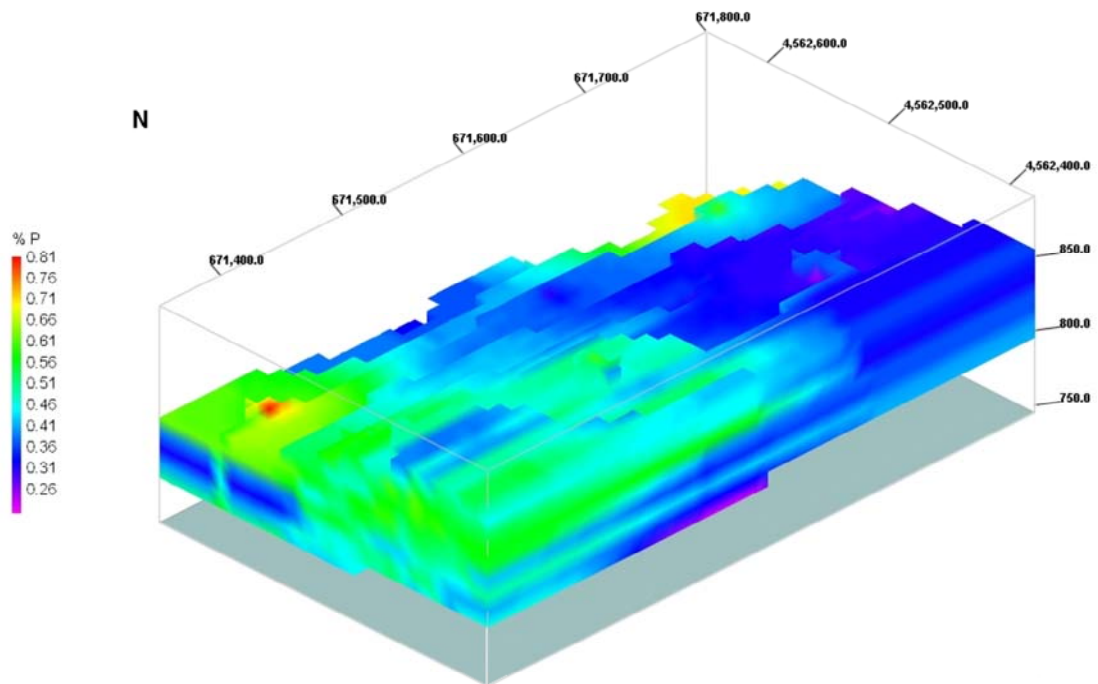


Figura II.15 – Modelo de blocos ilustrando a distribuição espacial dos teores de P (perspectiva SW).

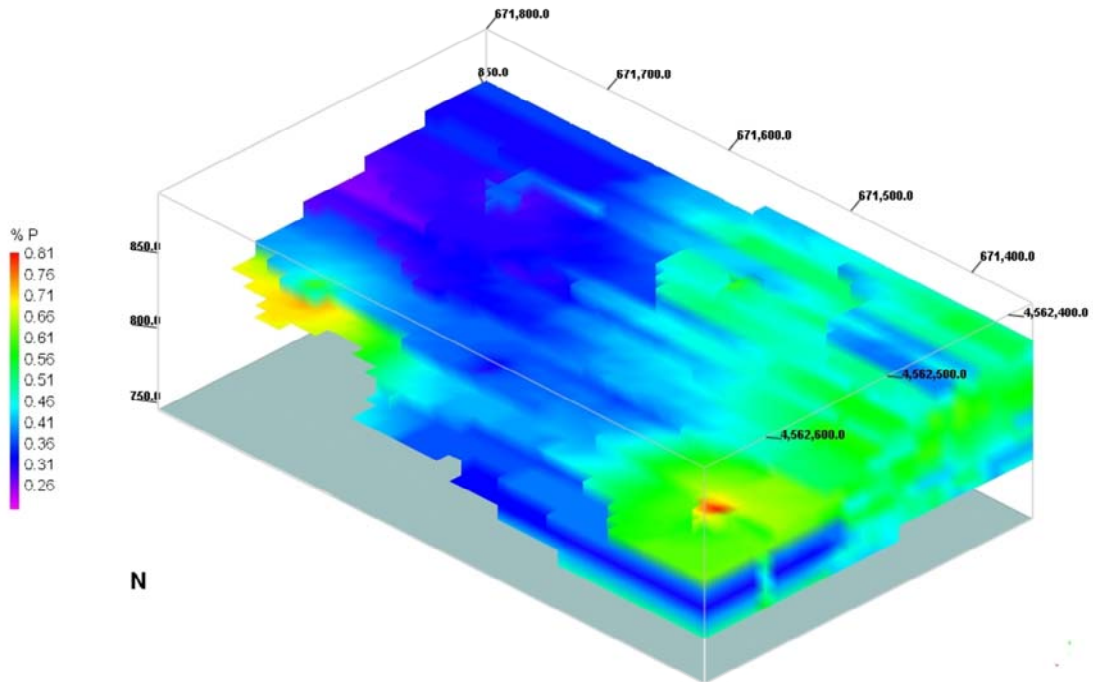


Figura II.16 – Modelo de blocos ilustrando a distribuição espacial dos teores de P (perspectiva NW).

Para melhor se visualizar a distribuição em profundidade destes elementos, realizaram-se uma série de cortes verticais e horizontais, estes últimos, a diferentes elevações. Estes elementos podem ser visualizados nos anexos nº 3 e nº 4.

Os teores médios num e noutra elemento e restantes estatísticos que se mostram em seguida estão expressos em percentagem relativamente à unidade de volume de cada bloco (1000m³):

Tabela II.8 – Estatísticos para o ferro no inventário mineral.

nº de amostras	6971	Erro padrão do teor médio ponderado (%)	0.02
Teor mínimo (%)	35.62	Variância (% ²)	3.73
Teor máximo (%)	49.62	Desvio padrão (%)	1.93
Teor médio ponderado (%)	43.00	Coefficiente de variação	0.04

Tabela II.9 – Estatísticos para o fósforo no inventário mineral.

nº de amostras	6971	Erro padrão do teor médio ponderado (%)	0.00098
Teor mínimo (%)	0.22	Variância (% ²)	0.007
Teor máximo (%)	2.22	Desvio padrão (%)	0.08
Teor médio ponderado (%)	0.43	Coefficiente de variação	0.19

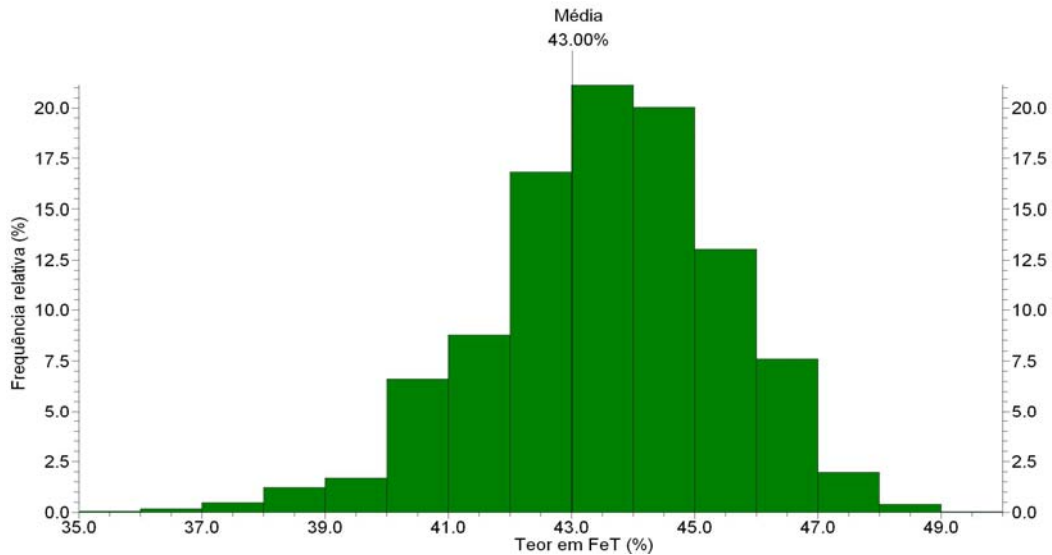


Gráfico II.33 – Histograma para o ferro no inventário mineral.

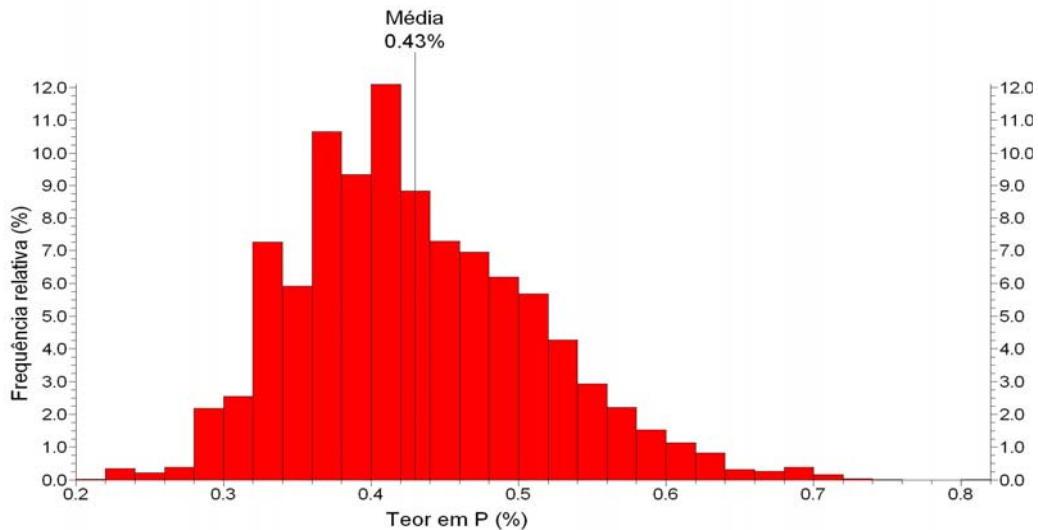


Gráfico II.34 – Histograma para o fósforo no inventário mineral.

A precisão dos modelos criados foi analisada mediante gráficos de correlação (gráficos II.35 e II.36) entre os teores reais (ou seja, os teores determinados laboratorialmente sobre as amostras dos *logs* das sondagens) e os teores estimados a partir daqueles. Os resultados obtidos indicam que, de facto, os modelos construídos apresentam uma correlação directa com os dados originais. No entanto, tal não é sinónimo de que esses modelos sejam os melhores, apenas nos diz que as estimativas feitas para todos os blocos do modelo honram os dados originais.

Um outro gráfico (de dispersão) foi elaborado com o intuito de verificar se existia ou não correlação entre os teores de ferro e fósforo, agora numa perspectiva global e não apenas à escala dos furos de sondagem (gráfico II.37). Tal gráfico, permite constatar que, tal como seria de esperar face aos resultados obtidos para cada furo de sondagem, não existe grande correlação espacial entre estes dois elementos, como por vezes pode sugerir a observação das figuras II.13 a II.16.

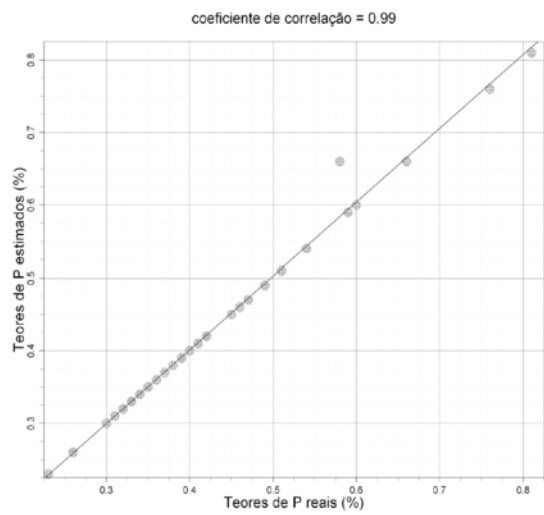
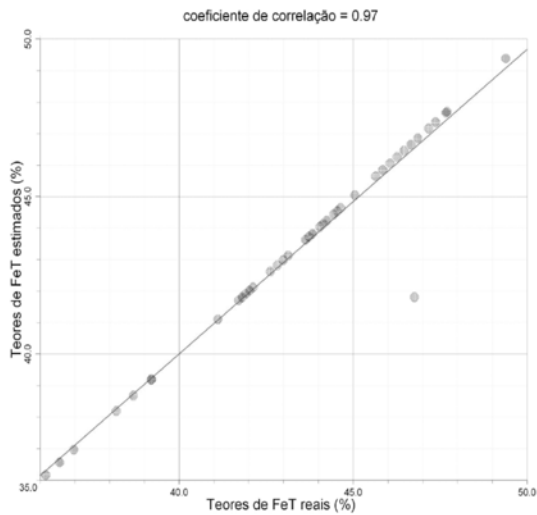


Gráfico II.35 (esquerda) – Correlação entre teores de ferro reais vs estimados.
Gráfico II.36 (direita) – Correlação entre teores de fósforo reais vs estimados.

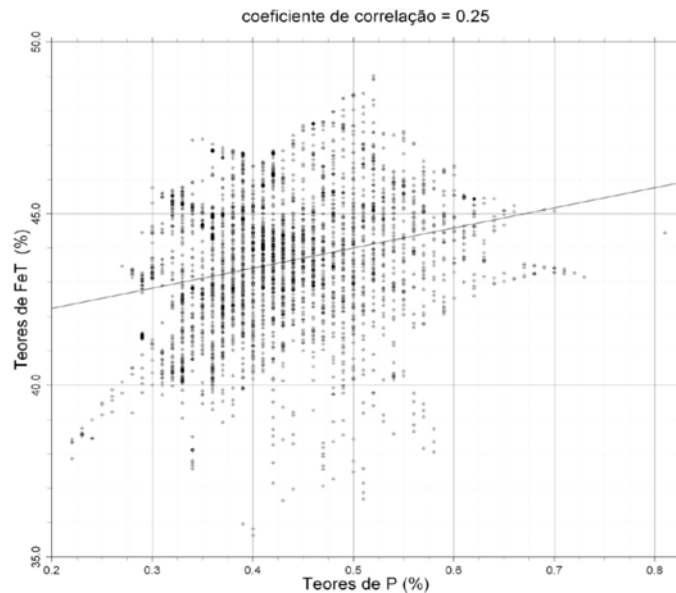


Gráfico II.37 – Dispersão entre os teores de ferro e fósforo no Inventário Mineral.

Para completar a informação que deve constar no Inventário Mineral, basta juntar os dados obtidos no modelo geológico com os dos modelos acima mostrados. O resultado é o seguinte:

$$\begin{aligned}
 \text{Peso total} &= \text{peso (t)}_{\text{depósitos de vertente (v)}} + \text{peso (t)}_{\text{quartzitos superiores (Q}_{a3}\text{)}} \\
 &= 441\,142 + 35\,930\,698 \\
 &= 36\,371\,840 \text{ t}; \approx \mathbf{36,37Mt}
 \end{aligned}$$

Teor médio em FeT = 43.0%

Teor médio em P = 0.43%

Os valores assim obtidos correspondem ao *recurso geológico* da área em estudo, os quais podem ser classificados, de acordo com o grau de confiança nos quantitativos calculados, em três grupos (Gama, 1986,b): *medido*, *indicado* ou *inferido*. Destes três grupos, é no primeiro que se enquadra o recurso geológico determinado neste trabalho, uma vez que o erro padrão da média ponderada para o conteúdo em ferro no inventário mineral é insignificante.

II.7 – DETERMINAÇÃO DA RESERVA ECONOMICAMENTE EXPLORÁVEL

O ponto de partida para determinar a reserva economicamente explorável na área em estudo é o correspondente Inventário Mineral. Assim, o passo seguinte consiste em determinar um teor de corte, abaixo do qual os blocos se consideram estéreis e portanto sem interesse económico, pelo que não deverão ser extraídos, a não ser que tal seja necessário para se conseguir aceder a outros blocos mais ricos. O teor de corte é calculado mediante a conhecida expressão:

$$T_{\text{corte}} = \frac{\text{Custo de produção (\$/t}_{\text{minério}})}{\text{Rendimento da Lavaria} \times \text{Preço de venda (\$/t}_{\text{Fe}})} \quad \text{Eq. II.14}$$

O preço de venda é função das oscilações de mercado e afecta directamente os outros parâmetros da equação anterior. Por sua vez, os custos de produção e o rendimento da lavaria são aspectos que variam em função das especificidades de cada mina, nomeadamente ao nível do seu planeamento, que, por sua vez, é afectado, por exemplo, pelo tipo de minério a tratar, pelo equipamento disponível, pelo enquadramento geográfico, etc. Portanto, são inúmeros os factores a ter em conta no estabelecimento dos valores a inserir na equação para calcular um teor de corte adequado. No caso que aqui se apresenta, aqueles valores foram amavelmente disponibilizados pelo Professor Dinis da Gama. O teor de corte obtido foi o seguinte:

$$\text{Custo de produção} = 40 \text{ \$ / t}_{\text{minério}}$$

$$\text{Rendimento da Lavaria} = 0.9$$

$$\text{Preço de venda} = 120 \text{ \$ / t}_{\text{Fe}}$$

$$T_{\text{corte}} = \frac{40}{0.9 \times 120} = 0.37 = \mathbf{37\%}$$

Após determinado o teor de corte é definida a geometria da escavação. Entre os vários elementos, (como por exemplo, o posicionamento das vias de acesso, rampas e sua inclinação, posicionamento de escombrelas, lavaria, bacias de rejeitados, etc.), o ângulo geral dos taludes da escavação é um dos mais importantes, por vários motivos. Um deles é a sua influência directa sobre o denominado rácio estéril/minério (ou seja, a tonelagem de estéril necessária extrair para obter uma tonelada de minério) que afecta a economia da exploração. Aquele ângulo é função, entre outros factores, da qualidade mecânica dos terrenos onde se dará a exploração mineira. Para este caso de estudo, adoptou-se o ângulo de acordo com as informações constantes no relatório geológico disponibilizado, ou seja, 35°.

De posse destes números está-se em condições de determinar qual a reserva economicamente explorável na área em estudo. Para isso, é ainda necessário utilizar uma técnica que permita escolher o subconjunto de blocos a extrair que satisfaçam as premissas anteriores (teor de corte = 37% e ângulo geral dos taludes = 35°) de modo a gerar o denominado *pit óptimo*. Neste

caso, o *software* utilizado apenas permite recorrer à *técnica dos cones flutuantes*, pelo que foi perante a mesma que se procedeu às etapas seguintes.

Na figura II.17, ilustra-se a topografia da área em estudo no final da escavação mineira, cujas características geométricas se resumem na tabela seguinte:

Tabela II.10 – Características geométricas da exploração a céu aberto.

Área superficial (m ²)	107 500	Altura das bancadas (m)	10
Elevação no último piso (m)	780	Inclinação das bancadas	≈ 45°
Inclinação geral dos taludes	35°	n° de bancadas	10

O minério passível de ser extraído perante tal geometria de escavação (figura II.18) e seus valores em termos de tonelagem total e teor médio em substância útil (ver tabela II.11) corresponde à *reserva economicamente explorável* na área em estudo. Nos anexos nº5 e nº6, ilustram-se, para várias cotas (Z) da exploração e em alguns perfis verticais, os correspondentes teores em ferro e em fósforo.

Tabela II.11 – Características da reserva economicamente explorável na área em estudo.

Volume de minério (m ³)	4 019 425
Densidade média do minério (t/m ³)	3.83
Tonelagem de minério (t)	15 394 398
Teor médio em ferro no minério (%)	43.55
Teor médio em fósforo no minério (%)	0.41
Rácio estéril/minério (t/t)	0.37/1

A densidade média do minério resulta da média ponderada entre as densidades das litologias que o compõem (depósitos de vertente + quartzitos superiores).

O lucro a obter nesta pequena exploração, pode ser determinado em função da quantidade total de ferro (em toneladas) obtida após tratamento do minério na lavaria. Mostram-se em seguida os cálculos efectuados neste sentido:

Peso total de minério: 15 394 398 t

Custo de produção: 40\$/t_{minério}

Custo total de produção: 40 × 15 394 398 = 615 775 920 \$

Peso total de ferro no minério (teor médio = 43.55%): 6 704 260,3 t

Rendimento da lavaria = 90%

Peso total de ferro, obtido após tratamento do minério na lavaria: 6 704 260,3 t × 0.9 = 6 033 834,3 t

Preço de venda = 120 \$/t_{Fe}

Lucro a obter: 120 × 6 033 834,3 - 615 775 920 = 108 284 195,53 \$; ≈ **108,28 M\$**

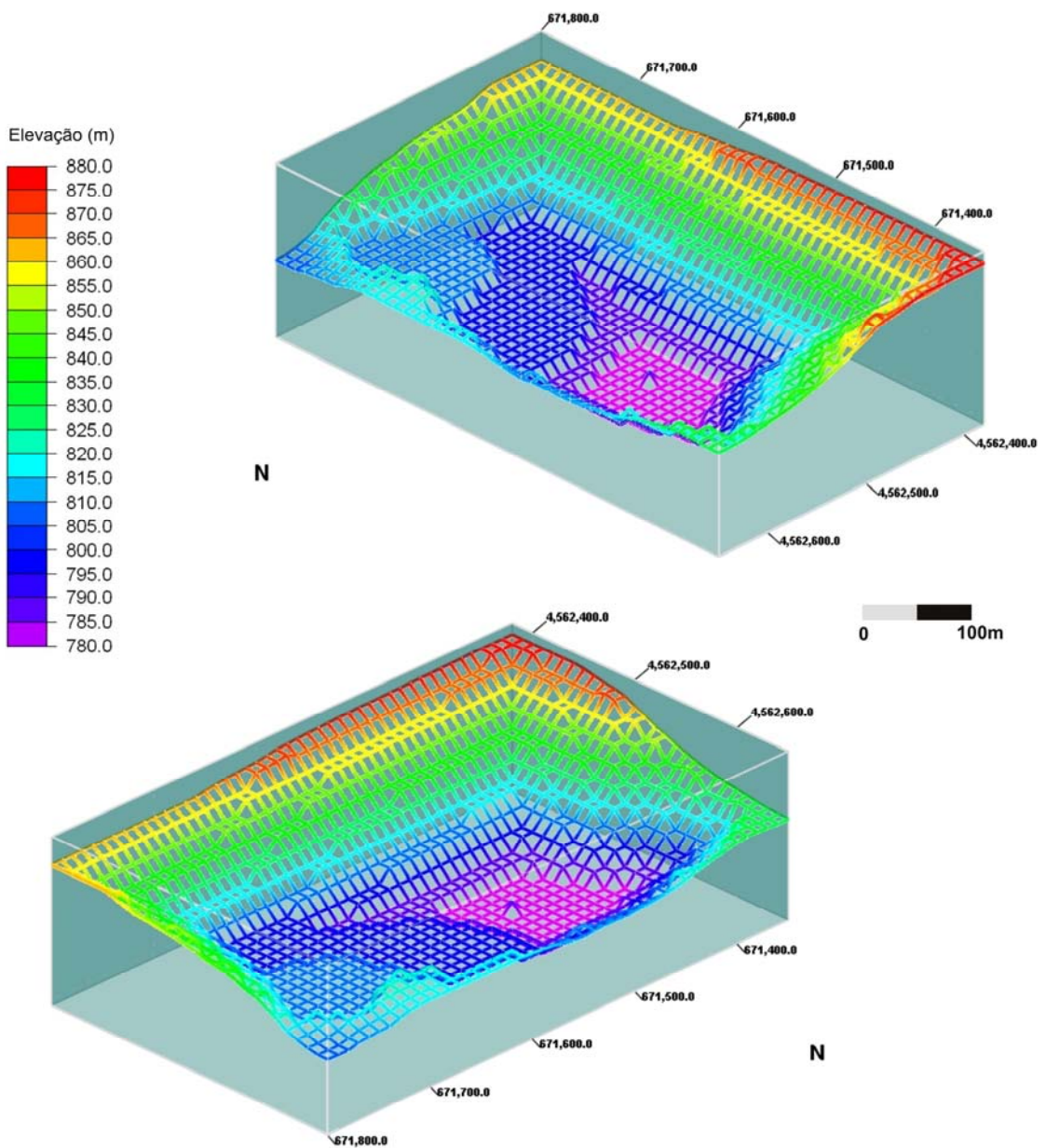
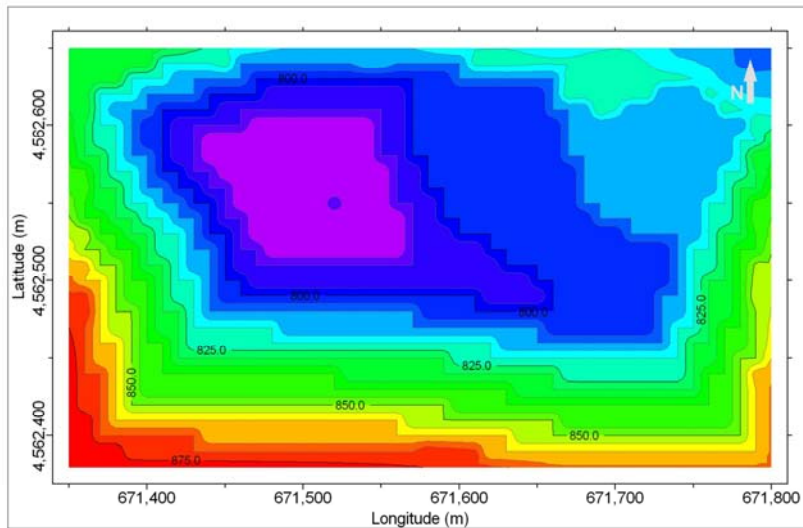


Figura II.17 – Topografia da área em estudo no final da escavação.

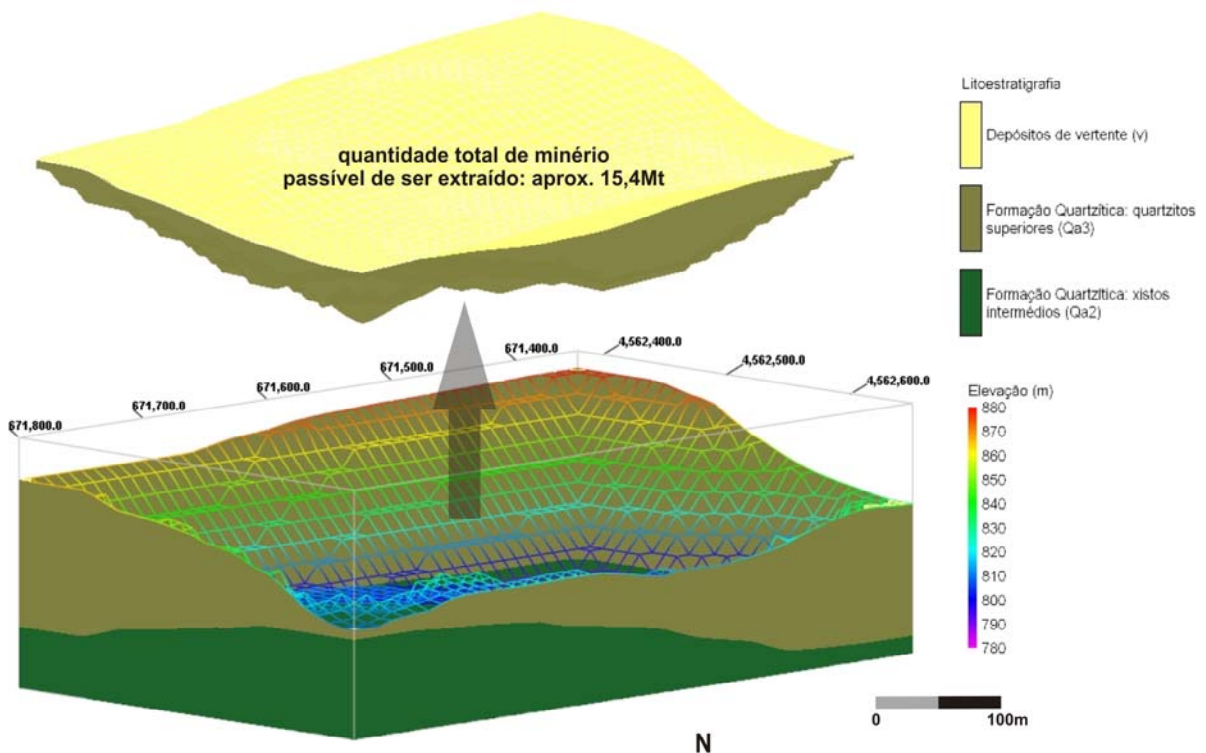


Figura II.18 – Quantidade total de minério passível de ser extraído de acordo com a geometria da escavação mineira.

O teor médio em ferro e fósforo no minério foi determinado tendo apenas em conta o minério passível de ser extraído perante a geometria da escavação. Mostram-se em seguida os seus estatísticos básicos (expressos igualmente em percentagem relativamente à unidade de volume) e respectivos histogramas.

Tabela II.13 – Estatísticos para o conteúdo de ferro no minério economicamente explorável.

nº de amostras	2000	Erro padrão do teor médio ponderado (%)	0.029
Teor mínimo (%)	37.88	Variância (% ²)	1.73
Teor máximo (%)	47.37	Desvio padrão (%)	1.32
Teor médio ponderado (%)	43.55	Coeficiente de variação	0.03

Tabela II.14 – Estatísticos para o conteúdo de fósforo no minério economicamente explorável.

nº de amostras	2000	Erro padrão do teor médio ponderado (%)	0.0018
Teor mínimo (%)	0.2	Variância (% ²)	0.007
Teor máximo (%)	0.85	Desvio padrão (%)	0.08
Teor médio ponderado (%)	0.41	Coeficiente de variação	0.2

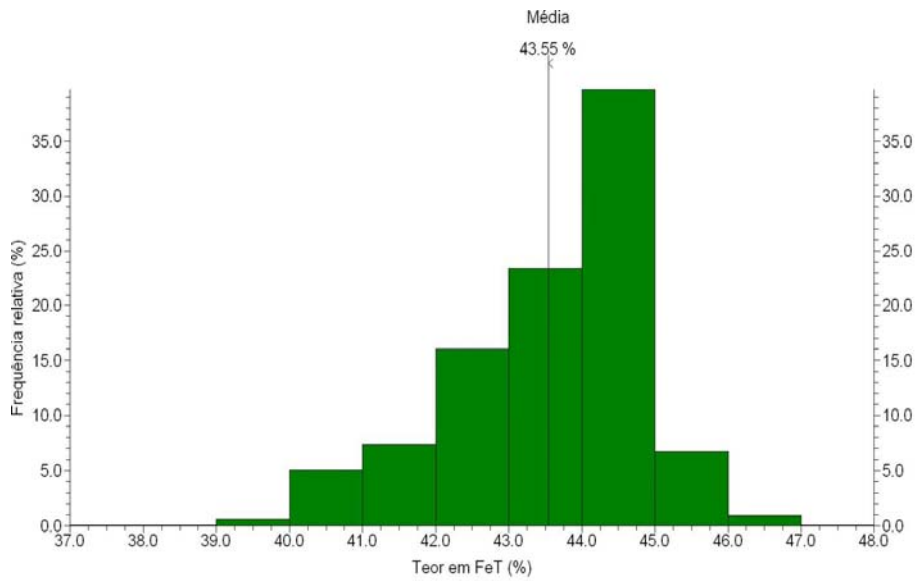


Gráfico II.38 – Histograma para o ferro na reserva economicamente explorável.

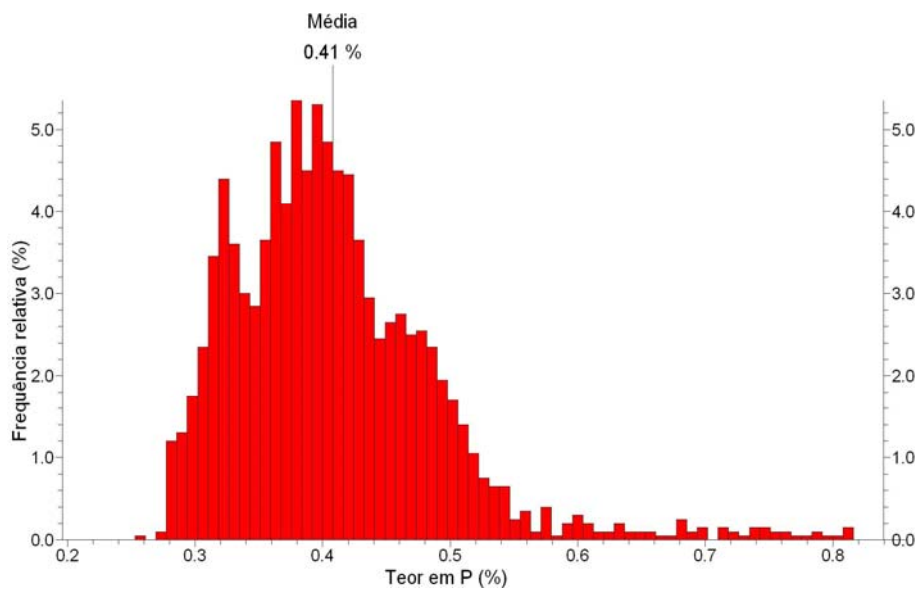


Gráfico II.39 – Histograma para o fósforo na reserva economicamente explorável.

Como pode ser observado, os teores médios num e noutro elemento aproximam-se bastante dos valores originais obtidos para os dados oriundos das amostragens. O erro padrão dos teores médios ponderados é igualmente muito baixo, o que confere um elevado grau de segurança aos números obtidos, permitindo classificar como *medida* a reserva economicamente explorável na área em estudo.

II.8 – ANÁLISE CRÍTICA

Todas as modelações efectuadas neste caso de estudo são susceptíveis de conter imprecisões, que se poderão evidenciar quando tais modelos forem enquadrados no seio de uma área mais ampla e melhor conhecida, quer em termos geológicos, quer também, em termos da distribuição dos teores em substância útil e em penalizante. De qualquer forma, é possível determinar, à escala local, a razoabilidade dos modelos elaborados.

Assim, o modelo geológico obtido parece reflectir as condições locais, atendendo às litologias atravessadas pelas sondagens e de acordo com o que se conhece da relação geométrica entre as diferentes entidades geológicas presentes. Esta observação pode ser fundamentada, por exemplo, através da observação das sondagens projectadas nos perfis geológicos patentes no anexo nº2. Como pode ser verificado, todos os tipos litológicos enquadram-se dentro das respectivas unidades litoestratigráficas. Note-se que, as litologias de tipo I, II e III, que contêm minério de ferro, estão devidamente enquadradas nos quartzitos superiores (Q_{a3}), ricos em substância útil.

Por outro lado, confrontando o modelo geológico elaborado com o que acontece à escala regional, verifica-se que não é perceptível o dobramento em sinclinal das formações presentes. Tal facto deve-se exactamente à pequena dimensão da área analisada, na qual esse dobramento não pode ser observado (neste sentido, há que referir que o conjunto de sondagens que serviram de base a este caso de estudo foi feito sensivelmente no núcleo da dobra que ali ocorre). No entanto, este aspecto não invalida a razoabilidade da modelação efectuada, apenas denuncia a necessidade de obtenção de mais dados.

O mesmo tipo de problemas pode ser colocado aos modelos tridimensionais que reflectem a distribuição dos teores em ferro e em fósforo na área estudada (Inventário Mineral e Reserva Economicamente Explorável). Não sendo possível extrapolar estes modelos a toda a área ocupada pela jazida de Cabeço da Mua, em virtude de não se dispor de dados suficientes para tal, é possível saber se os mesmos reflectem ou não as características da área prospectada e amostrada. Para isso, pode-se, por exemplo, comparar os estatísticos dos dados originais com os dos modelos elaborados e verificar que, de facto, não persistem grandes diferenças entre os valores de uns e outros, à excepção da forma dos histogramas.

Uma outra maneira de abordar esta questão, pode ser através da visualização da distribuição dos teores em ferro e em fósforo estimados nas modelações, confrontando-os com os valores reais, determinados a partir das amostras colhidas em cada testemunho de sondagem. Como pode ser observado no exemplo da figura II.19, os teores em ferro estimados para os recursos geológicos (Inventário Mineral) coincidem praticamente com os determinados nas análises às amostras. Isto mostra que o método de extensão usado foi adequado à situação em causa e que o modelo elaborado honra os dados originais, o que lhe confere um grau de confiança aceitável. Todas estas considerações são igualmente válidas para o modelo com que se estimou a reserva economicamente explorável.

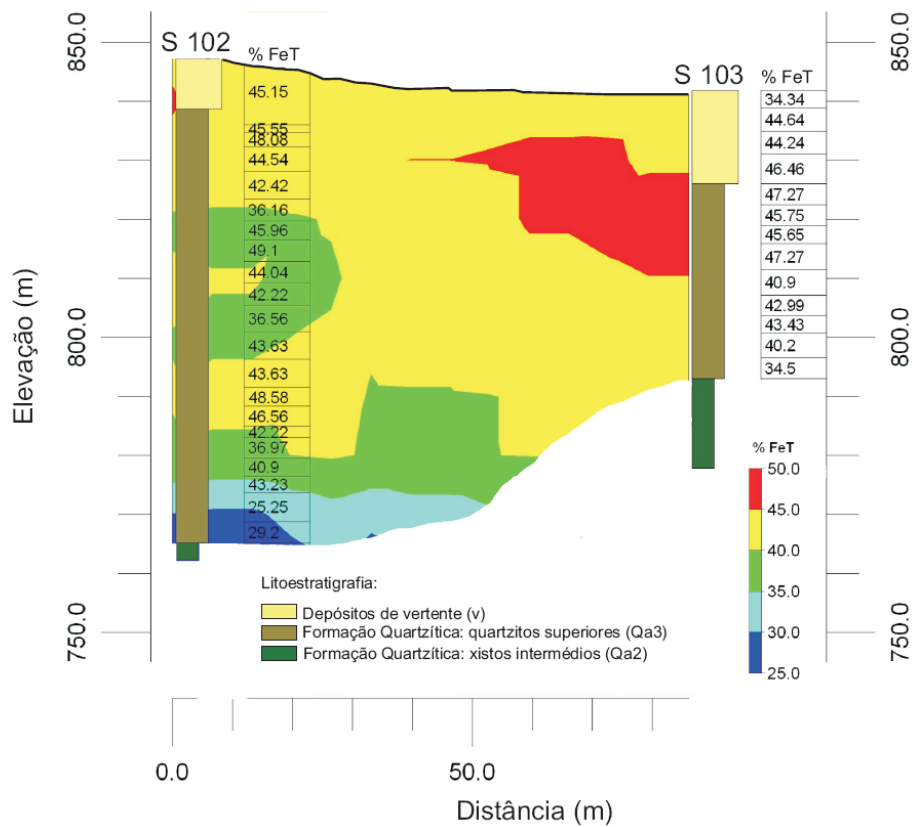


Figura II.19 – Exemplo de um perfil entre sondagens mostrando os teores em ferro estimados (Inventário Mineral), face aos dados originais.

No sub-capítulo I.5.2.2, fez-se menção acerca dos aspectos fundamentais dos métodos geostatísticos para estimar os teores em substância útil e sua dispersão dentro de uma jazida mineral. Uma das vantagens destes métodos em relação ao que se adoptou neste trabalho é a possibilidade de determinar o grau de incerteza das estimações feitas através do conhecido método da *krigagem*. Mostra-se em apêndice os resultados obtidos através daquele método e respectiva comparação com os do Inverso do Quadrado da Distância.

II.9 – CONCLUSÕES, COMENTÁRIOS E SUGESTÕES

A temática apresentada nesta dissertação é vasta e evolui diariamente ao ritmo do avanço tecnológico e do conhecimento geológico em geral. Assim, os capítulos que a compõem poderão ser objecto de melhorias constantes e nunca serão imunes ao contínuo desenvolvimento da indústria mineira.

Por este motivo, os modelos apresentados neste trabalho serão sempre aproximações face à realidade, uma vez que se tratam apenas de previsões e estimativas de algo que, na verdade, só serão conhecidas em pormenor, após se efectuar a respectiva exploração.

Daí que a interactividade entre as previsões teóricas e as informações obtidas na fase industrial de extracção sejam actualmente consideradas essenciais para proceder aos ajustamentos necessários à minimização dos desvios entre essas previsões e os valores de tonelagem e teor obtidos na prática extractiva.

No entanto, dever-se-á sempre tentar melhorar o conhecimento adquirido, conferindo-lhe o maior grau de detalhe e de confiança possível.

Tal só se consegue com a obtenção de mais e melhores dados acerca das variáveis que pretendemos conhecer em rigor, as quais devem ser incorporadas nos modelos já construídos, de modo a complementá-los do ponto de vista qualitativo. Este aspecto deverá ser tido em conta em eventuais futuros trabalhos na jazida de ferro de Cabeço da Mua.

Portanto, os resultados obtidos no caso de estudo apresentado carecem de confirmação a uma escala mais ampla, quando forem complementados com mais dados de prospecção e de reconhecimento que se encontrem disponíveis. Só assim se poderá elaborar um Inventário Mineral à escala da jazida e determinar rigorosamente as suas reservas economicamente exploráveis.

Neste sentido, como futuras linhas de investigação sobre o tema, sugere-se:

- a. Complementação da base de dados utilizada no presente trabalho, com as informações provenientes dos vários *logs* de sondagens efectuados posteriormente à campanha de 1961/62;
- b. Obtenção de mais dados resultantes de uma futura campanha de prospecção, que deverá incluir sondagens, e cuja realização será brevemente efectuada;
- c. Escrutínio dos variados programas computacionais disponíveis no mercado para determinação do *pit* óptimo em explorações a céu aberto, procurando aqueles cujo desempenho seja mais consentâneo com os dados de observação directa/real.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- [1] Barnes M.P. (1980) – *Computer – Assisted Mineral Appraisal and Feasibility*. Society of Mining Engineers, American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, Inc. New York, 167 p.
- [2] Bernardo, P.A.M. (1992) – *Cálculo da “cava” óptima com base no método computacional dos cones positivos móveis*. Instituto Superior Técnico, Lisboa, 24p.
- [3] Carmo F.A.R.; Curi A. & Sousa W.T. (2006) – *Otimização Econômica de Explorações a Céu Aberto*. Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral, Demin/Escola de Minas/Universidade Federal de Ouro Preto, Julho/Setembro, Brasil. 317 – 321 pp.
- [4] d’Orey, F.L.C. (1999) – *The detrital origin of the Moncorvo ordovician ironstones*. Centro de Estudos Geológicos, Departamento de Ciências da Terra, Faculdade de Ciências e Tecnologia. Caparica, Portugal. nº 13, 131 – 140 pp.
- [5] FERROMINAS, E.P; LKAB INTERNATIONAL, A.B. & SCANDIACONSULT, A.B., – *Geological Report*. Moncorvo Iron Ore Project. Feasibility Study, volume III. 71p.
- [6] Gama, C.A.J.V.D. (1986,a) – *Evolução dos métodos de cálculo de reservas minerais*. Brasil Mineral, nº 28, 36-42 pp.
- [7] Gama, C.A.J.V.D., et al (1986,b) – *Programas para microcomputadores utilizáveis em pequenas e médias empresas do sector mineral*. Programa de Desenvolvimento de Recursos Minerais – Pró Minério. Secretaria da Indústria, Comércio, Ciência e Tecnologia do Estado de São Paulo – Sicct. São Paulo. 73-77 pp.
- [8] Gama, C.A.J.V.D (1974) – *Modelo computacional de uma exploração mineira*. IV Simpósio Brasileiro de Mineração, Revista “Geologia e Metalurgia”, nº 35, São Paulo. 289 – 324 pp.
- [9] Hustrulid W. & Kutcha M. (2006) – *Open Pit Mine Planning & Design*. Volume I – Fundamentals, 2nd Edition. Taylor & Francis/Balkema. 735p.
- [10] Khalokakaie, R., Dowd, P.A. and Fowell, R.J.(2000) – *A Windows program for optimal open pit design with variable slope angles*. International Journal of Mining, Reclamation and Environment,14:4. 261 – 275pp.
- [11] Lizotte Y. (1988) – *Mine Planning and Equipment Selection: Economic and Technical Relations Between Open-Pit Design and Equipment Selection*. Singhal (ed.), Balkema, Rotterdam.

- [12] Maranhão, R.J.L. (1985) – Introdução à Pesquisa Mineral. 3ª edição, BNB. ETENE. Fortaleza, Brasil. 752p.
- [13] Revuelta M.B. & Jimeno C.L. (1997) – *Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras*. Entorno Gráfico, S.L., Madrid, 705 p.
- [14] Ribeiro, A.R.; Antunes, M.T.; Ferreira, M.P.; Rocha, R.B.; Soares, A.F.; Zbyszewski, G.; Moitinho de Almeida, F.; Carvalho, D. & Monteiro, J.H. (1979) – *Introduction à la Geologie du Portugal*. Serviços Geológicos de Portugal, Lisboa. 114p.
- [15] Ribeiro, A.R. & Rebelo, J.L.A. (1971) – *Estudo geológico da região de Moncorvo e em especial do seu jazigo de ferro*. I Congresso. Hispano-Luso-Americano de Geologia Económica. Tomo II, secção 4: Investigação Mineira. 983-994 pp.
- [16] Silva, A.F.; Rebelo, J. A. & Ribeiro, M. L. (1989) – *Noticia explicativa da Folha 11-C, Torre de Moncorvo*. Serviços Geológicos de Portugal, 65p.
- [17] Sinclair A. J. & Blackwell G. H. (2002) – *Applied Mineral Inventory Estimation*. Cambridge University Press, 381p.
- [18] Vaughn W.S., Felderhof S. (2002) – *International Mineral Resource and Mineral Reserve*, 48th Annual Rocky Mountain Mineral Law Institute, Lake Tahoe.
- [19] Wright E.A. (1990) – *Open Pit Mine Design Models, an introduction with Fortran /77 programs*. Series on Mining Engineering, Vol. 8. Trans Tech Publications. 187p.
- [20] Yamamoto, J. K. (2001). *Avaliação e Classificação de Reservas Minerais*. Editora da Universidade de São Paulo, São Paulo. 227p.

APÊNDICE – Sobre o uso da *krigagem* normal para estimar os teores em ferro na área em estudo (reserva geológica e reserva economicamente explorável).

1 – Introdução

O *software Rockworks 14* não possui como opção o uso da *krigagem* para estimar teores para os blocos de um modelo. Como é sabido, o uso daquele método permite, não só, identificar as direcções espaciais de maior continuidade num determinado parâmetro, como também, determinar o grau de incerteza nas estimações por si feitas.

Através do Inverso do Quadrado da Distância, pode-se conseguir ter uma ideia acerca das direcções espaciais onde é maior a continuidade espacial dos parâmetros por si estimados, mas não acerca da incerteza dessas estimações. Daí a sua desvantagem em relação à *krigagem*.

Por outro lado, no relatório geológico a que se teve acesso, está escrito que não parece haver grande anisotropia no modo como se distribuem os teores em ferro e em fósforo em toda a jazida de Cabeço da Mua. Este aspecto foi tomado como válido para as modelações efectuadas. No entanto, em jeito de confirmação daqueles factos, recorreu-se ao *software S-GEMS* para fazer o estudo variográfico e subsequente estimação por *krigagem* dos teores de ferro na área em estudo de modo a obter resultados acerca dos seguintes aspectos:

- Direcções preferenciais da continuidade espacial nos teores de ferro;
- Teor médio em ferro na área estudada (recursos geológicos e reserva economicamente explorável);
- Zonas onde a incerteza nas estimações é maior;
- Quantidade total de minério passível de ser extraído perante um teor de corte de 37% e um ângulo geral de inclinação dos taludes da escavação de 35°;
- Lucro a obter numa eventual exploração mineira.

2 – Variogramas experimentais e modelo variográfico

Os dados usados para construir os variogramas foram importados do *Rockworks 14* para o *S-GEMS*. Esses dados, consistem nos teores compostos de ferro para cada sondagem (anexo nº 7).

Com recurso ao *software S-GEMS*, procedeu-se à variografia experimental e em seguida ajustou-se um modelo gaussiano a cada variograma de modo a obter os valores das amplitudes nas três direcções espaciais principais. A amplitude do variograma indica até que distância existe correlação entre os dados. Os resultados obtidos (figura 1) permitem constatar que a dispersão espacial dos teores de ferro é essencialmente isotrópica tendo em consideração as direcções N – S e E – W (azimute 0° e 90°, respectivamente). No entanto, observando o elipsóide de variografia, verifica-se que existe uma ligeira diferença na continuidade espacial, sendo esta maior na direcção E – W, coincidente com a direcção do eixo da dobra sinclinal onde está situada a jazida de Cabeço da Mua.

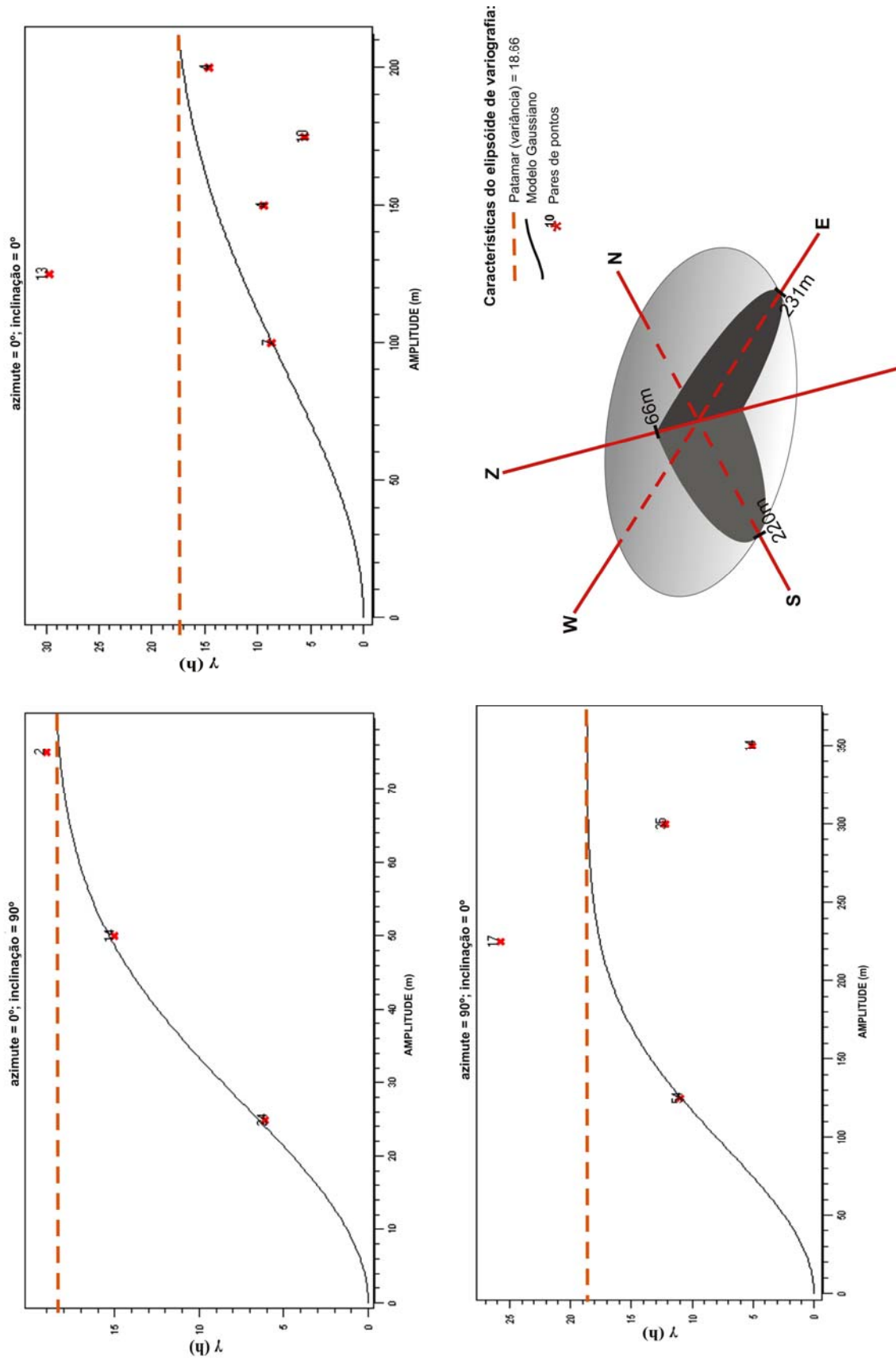


Figura 1 – Variogramas das direcções principais e representação esquemática do elipsóide de variografia.

Por outro lado, tomando em consideração a direcção vertical, o que se observa é que a continuidade dos teores em ferro não é tão evidente, o que se pode justificar, não só, pela ocorrência, em profundidade, de intercalações entre litologias mais ricas em ferro com outras mais ricas em sílica, como também, em virtude do espaçamento entre as amostras ser menor (10m).

3 – Estimação dos teores em ferro por krigagem normal (inventário mineral)

A estimativa dos teores em ferro na área em estudo foi feita com recurso ao *software S-GEMS*. Para tal, usou-se a *krigagem* normal, mediante a amplitude de 231m, na direcção E – W; 220m na direcção N – S e 66m na direcção vertical. O patamar usado foi de 18.66 e usou-se um efeito de pepita mínimo de maneira a evitar más extrapolações por parte da utilização do modelo gaussiano (o que é uma prática comum quando se utiliza este modelo).

Os valores obtidos para cada bloco do modelo foram em seguida exportados para o *Rockworks 14*, onde se procedeu ao seu tratamento estatístico básico (tabela 1 e gráfico 1)

Atendendo aos estatísticos e aos próprios histogramas resultantes das estimativas usando o inverso do quadrado da distância e a *krigagem* simples, verificam-se ligeiras diferenças entre um e outro caso. No entanto, ao nível do teor médio essa diferença é mínima (<1%). Estas ligeiras diferenças podem ainda ser observadas nas figuras 2 e 3.

Tabela 1 – Estatísticos para o ferro no inventário mineral (krigagem normal).

nº de amostras	6971	Erro padrão do teor médio ponderado (%)	0.036
Teor mínimo (%)	29.46	Variância (% ²)	9.13
Teor máximo (%)	47.52	Desvio padrão (%)	3.02
Teor médio ponderado (%)	42.87	Coefficiente de variação	0.07

Tabela 2 – Estatísticos para o ferro no inventário mineral (inverso do quadrado da distância).

nº de amostras	6971	Erro padrão do teor médio ponderado (%)	0.02
Teor mínimo (%)	35.62	Variância (% ²)	3.73
Teor máximo (%)	49.62	Desvio padrão (%)	1.93
Teor médio ponderado (%)	43.00	Coefficiente de variação	0.04

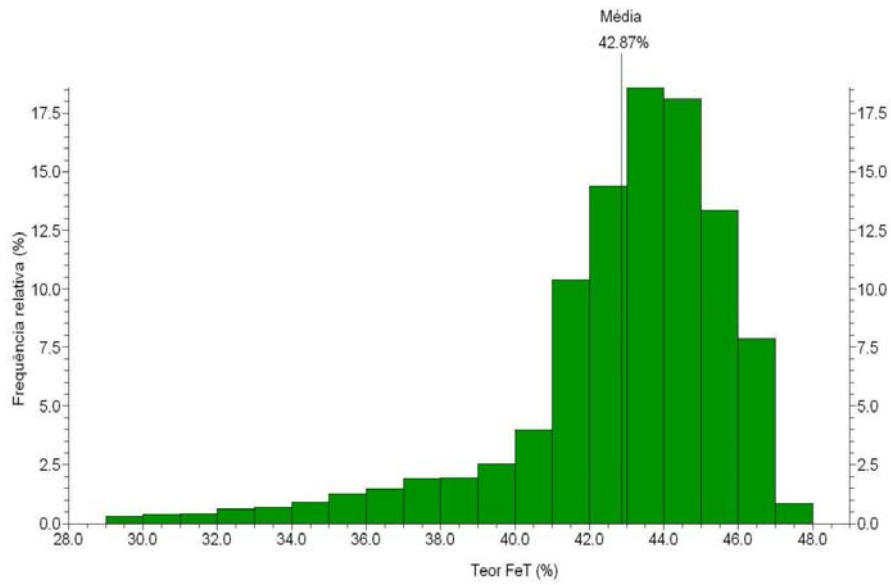


Gráfico 1 – Histograma para o ferro no inventário mineral (*krigagem normal*).

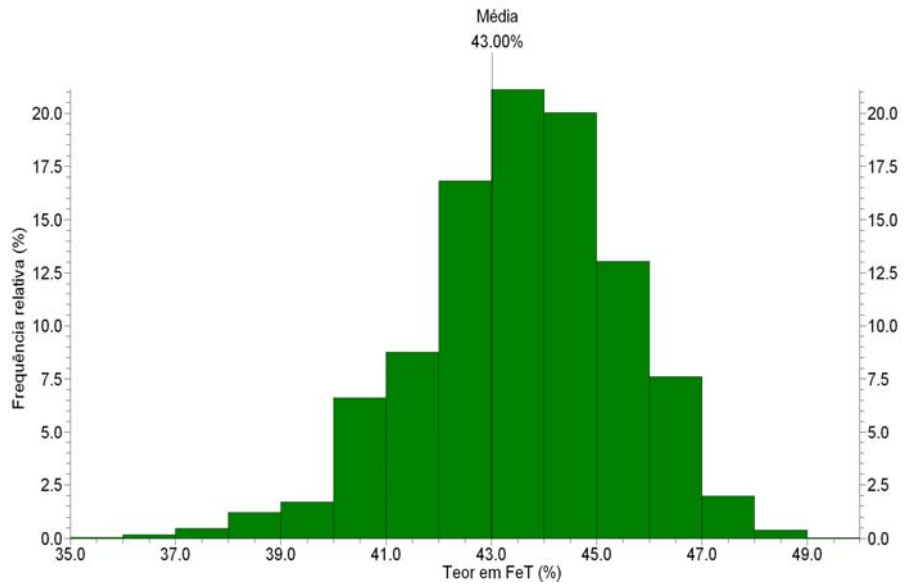


Gráfico 2 – Histograma para o ferro no inventário mineral (inverso do quadrado da distância).

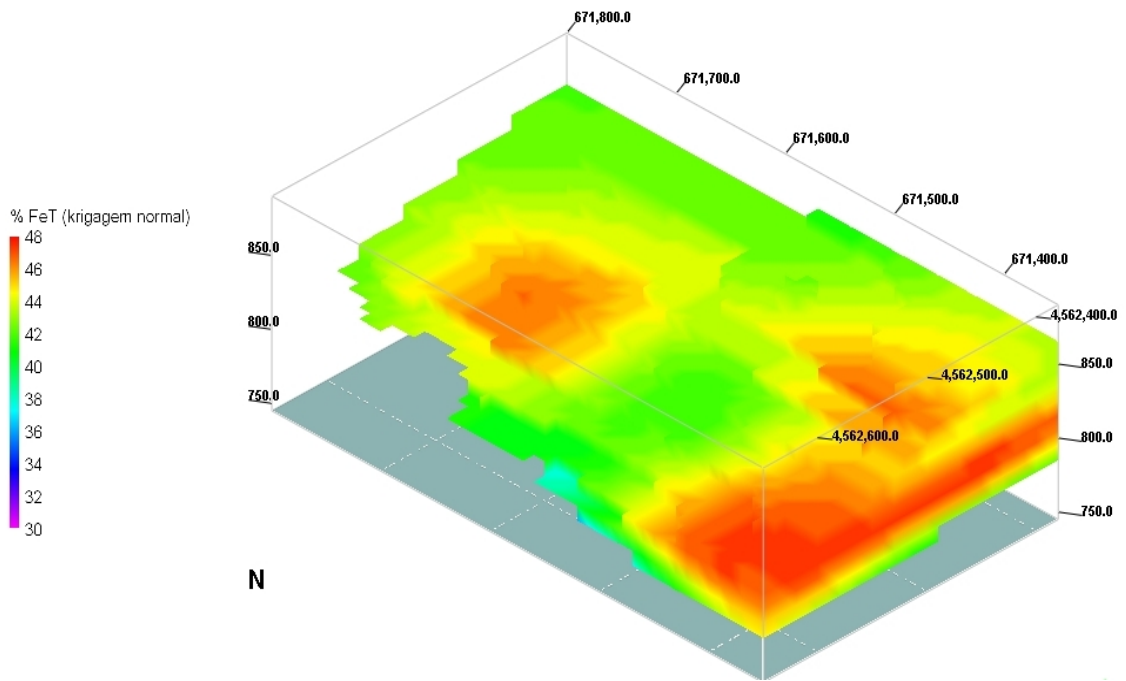


Figura 2 – Distribuição dos teores em ferro estimados na área em estudo (krigagem normal).

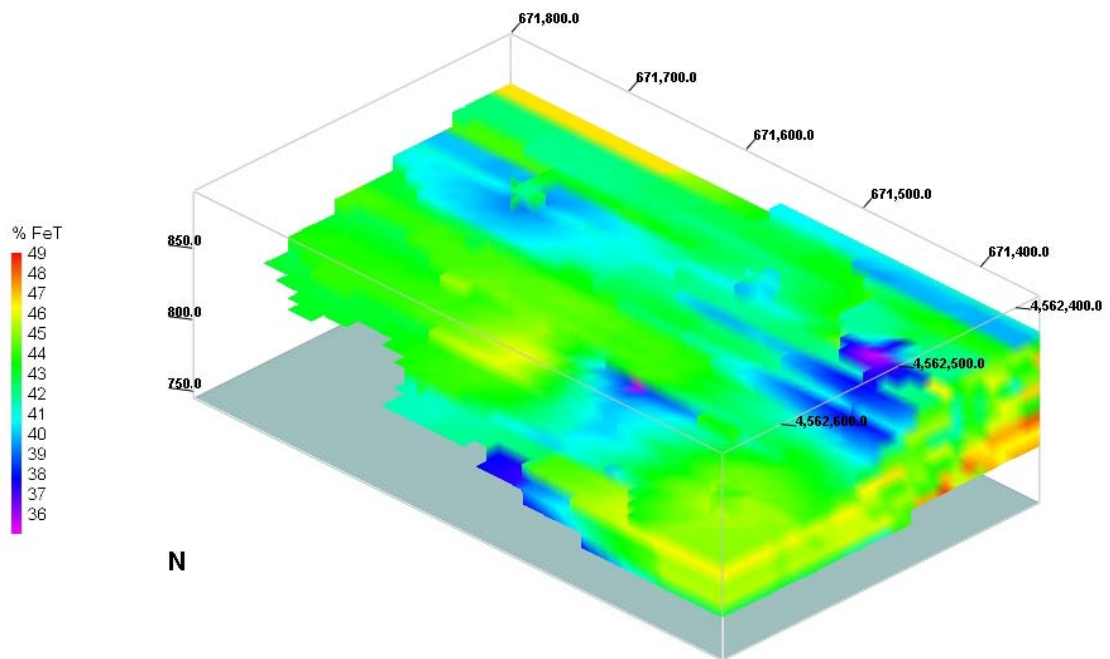


Figura 3 – Distribuição dos teores em ferro estimados na área em estudo (inverso do quadrado da distância)

4 – Incerteza na estimação

Através do cálculo da incerteza da *krigagem*, torna-se possível, por exemplo, identificar os locais onde deveriam ser feitos mais furos de sondagem e respectiva colheita de amostras, de modo a melhorar as estimativas. Assim, para determinar essa incerteza, recorreu-se ao processo aleatório de simulação sequencial gaussiana cujos parâmetros foram os mesmos utilizados no processo de estimação por *krigagem* normal. Através daquele processo, geraram-se trinta simulações, das quais se calculou a variância por bloco para se chegar ao modelo de incerteza, ilustrando as zonas onde esta é maior e menor.

Do que se pode constatar na figura 4, as zonas onde a incerteza é maior situam-se basicamente na periferia da área em estudo e nas zonas onde o afastamento entre as sondagens é maior.

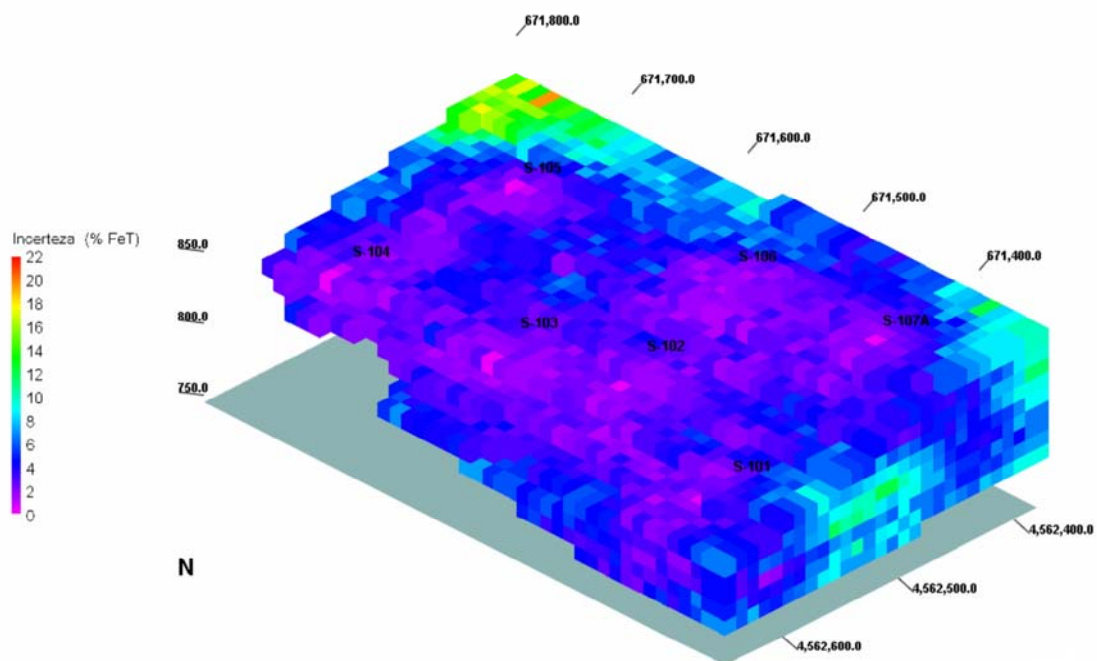


Figura 4 – Incerteza da *krigagem* normal na estimação dos teores em ferro na área em estudo.

5 – Estimativa do teor médio em ferro na reserva economicamente explorável

Observando os resultados obtidos perante a *krigagem* normal e comparando-os com os resultados obtidos com o inverso do quadrado da distância, constata-se que são igualmente poucas as diferenças entre os dois casos, à excepção do aspecto dos histogramas, que, num caso revela uma distribuição normal e no outro uma distribuição lognormal.

Tabela 3 – Estatísticos para o ferro na reserva economicamente explorável (*krigagem* normal).

nº de amostras	1839	Erro padrão do teor médio ponderado (%)	0.029
Teor mínimo (%)	40.37	Variância (% ²)	1.55
Teor máximo (%)	47.37	Desvio padrão (%)	1.25
Teor médio ponderado (%)	43.45	Coefficiente de variação	0.029

Tabela 4 – Estatísticos para o conteúdo de ferro na reserva economicamente explorável (inverso do quadrado da distância).

nº de amostras	2000	Erro padrão do teor médio ponderado (%)	0.029
Teor mínimo (%)	37.88	Variância (% ²)	1.73
Teor máximo (%)	47.37	Desvio padrão (%)	1.32
Teor médio ponderado (%)	43.55	Coefficiente de variação	0.03

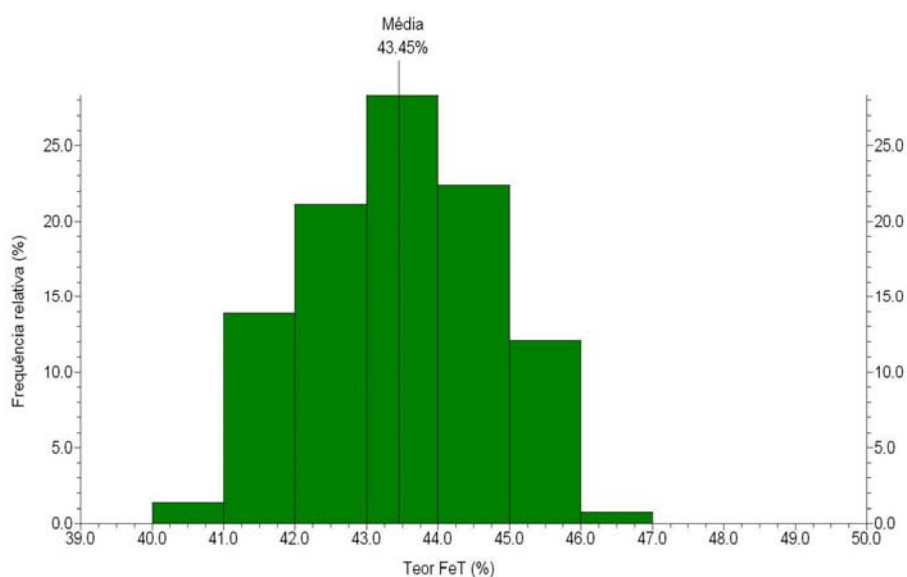


Gráfico 3 – Histograma para o ferro na reserva economicamente explorável (*krigagem* normal).

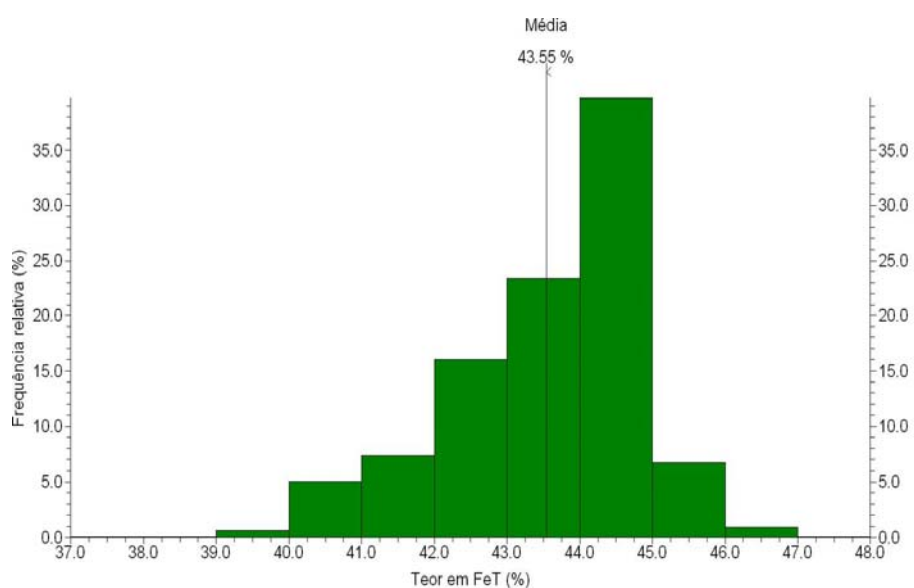


Gráfico 4 – Histograma para o ferro na reserva economicamente explorável (Inverso do quadrado da distância).

5 – Quantidade total de minério na reserva economicamente explorável e lucro a obter com a exploração mineira.

Como os teores médios estimados em ambos os métodos são basicamente semelhantes, a quantidade de minério passível de ser extraída em função de um teor de corte de 37% e um ângulo geral de inclinação dos taludes de 35°, é praticamente a mesma, como por exemplo, se pode constatar perante a topografia do terreno no final da escavação (figura 5).

Daqui se pode assumir que, em termos das características da reserva economicamente explorável, os resultados seriam igualmente muito parecidos (inclusive no caso dos valores dos teores de fósforo), logo o lucro final a obter com a exploração seria da mesma ordem de grandeza.

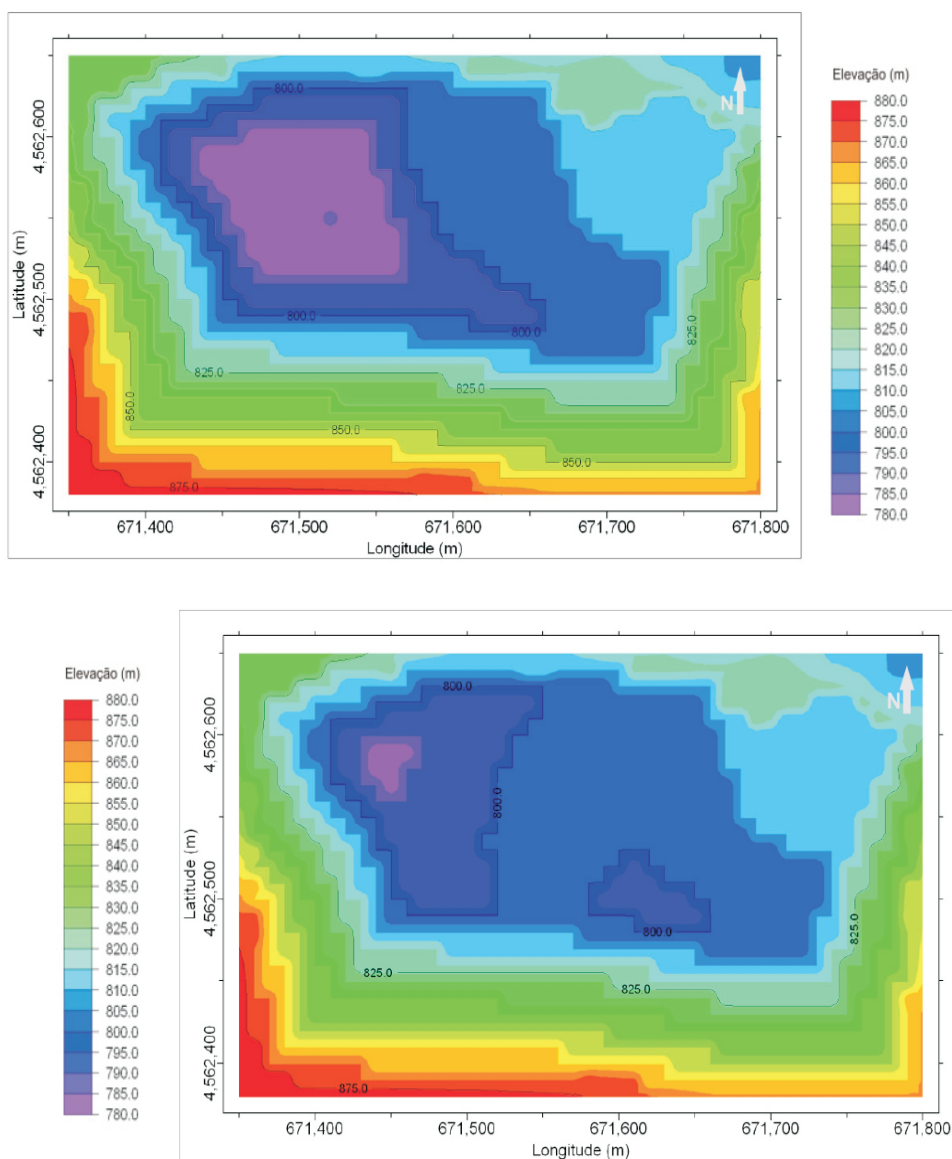


Figura 5 – Topografia do terreno no final da escavação: em cima, com os teores da reserva geológica interpolados pelo inverso do quadrado da distância; em baixo, com os teores interpolados por *krigagem* normal.

ANEXOS

ANEXO Nº 1: *Logs das sondagens.*

ANEXO Nº2: *Correlação lateral entre sondagens.*

ANEXO Nº3: *Distribuição do ferro na área em estudo.*

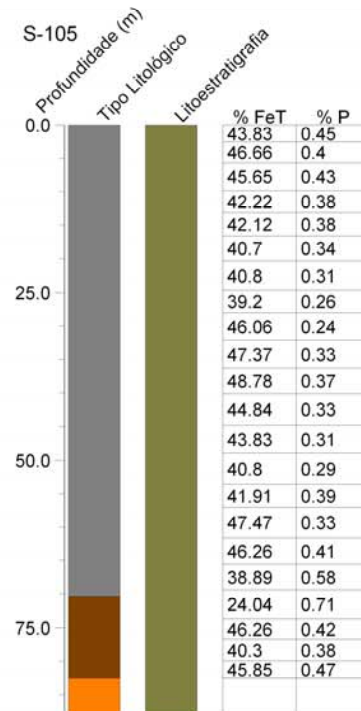
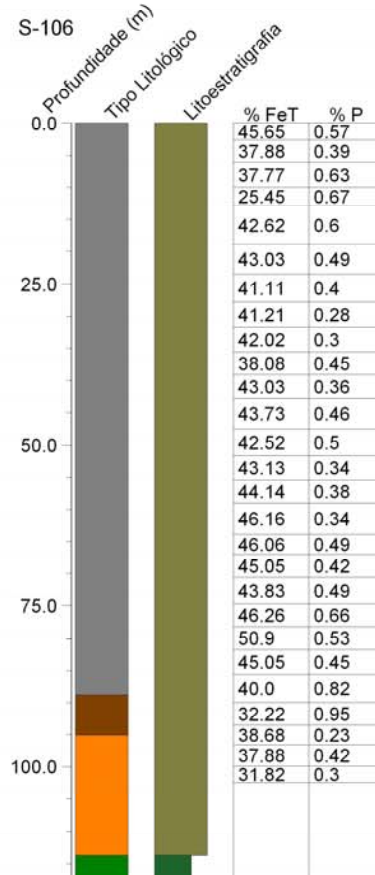
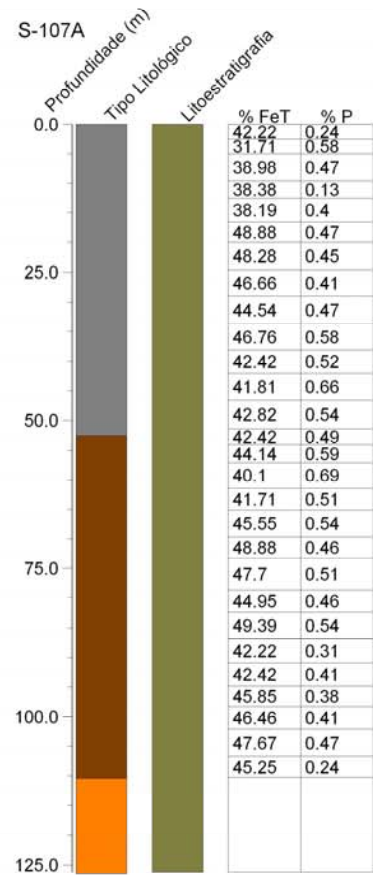
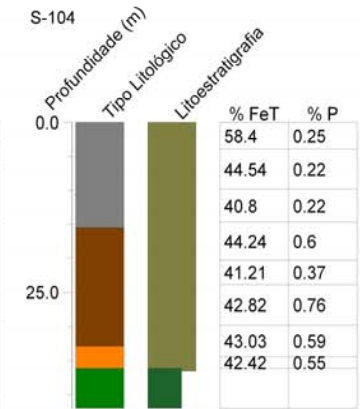
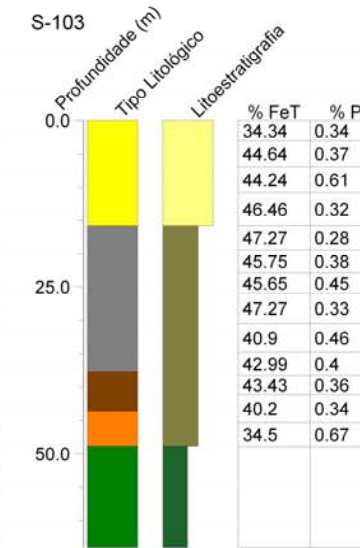
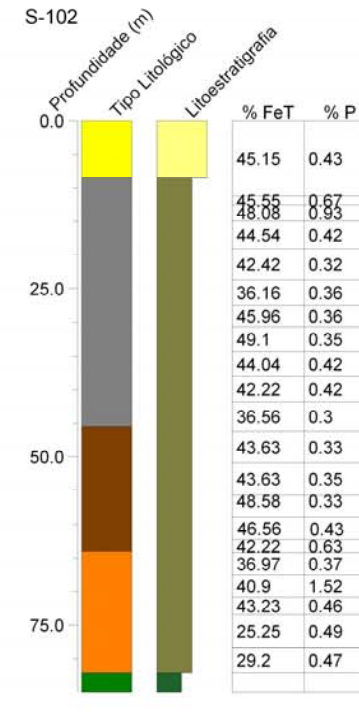
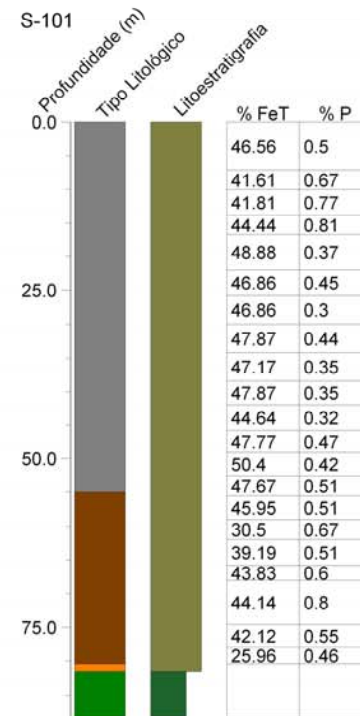
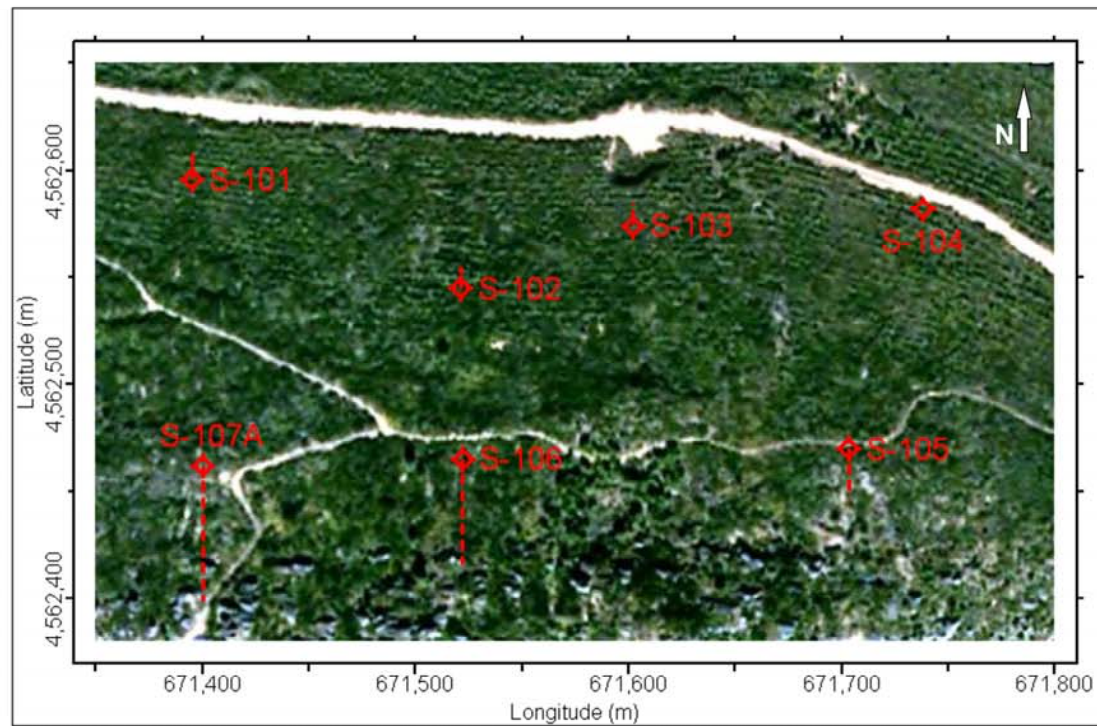
ANEXO Nº4: *Distribuição do fósforo na área em estudo.*

ANEXO Nº5: *Distribuição do ferro na escavação mineira.*

ANEXO Nº6: *Distribuição do fósforo na escavação mineira.*

ANEXO Nº7: *Teores de ferro (FeT) compostos.*

ANEXO Nº8: *Definição dos conceitos de recursos minerais inferidos, indicados e medidos e reservas minerais indicadas e medidas.*



Legenda:

Litoestratigrafia:

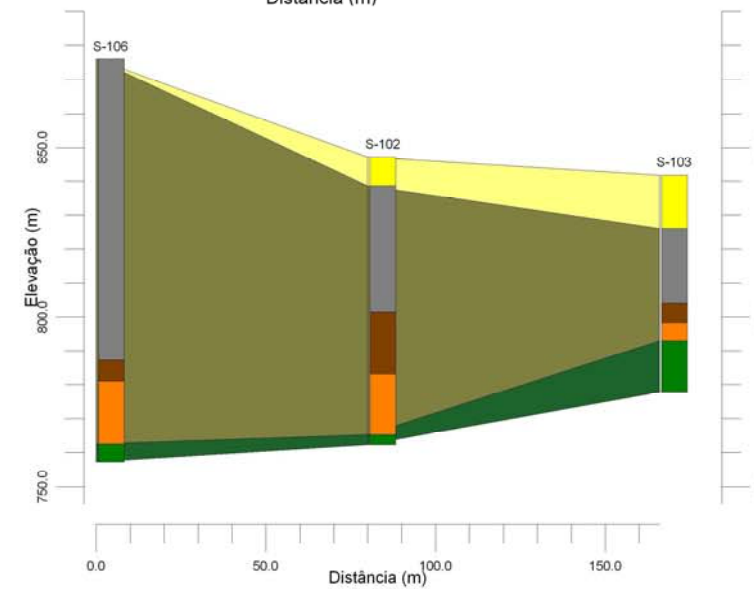
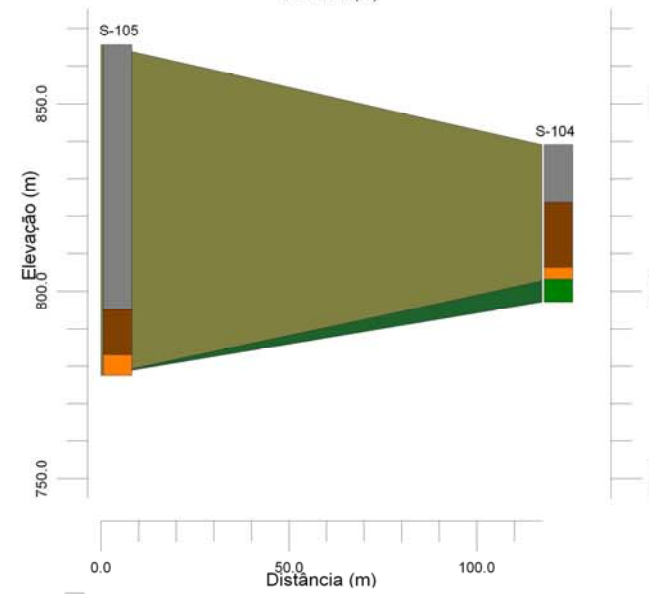
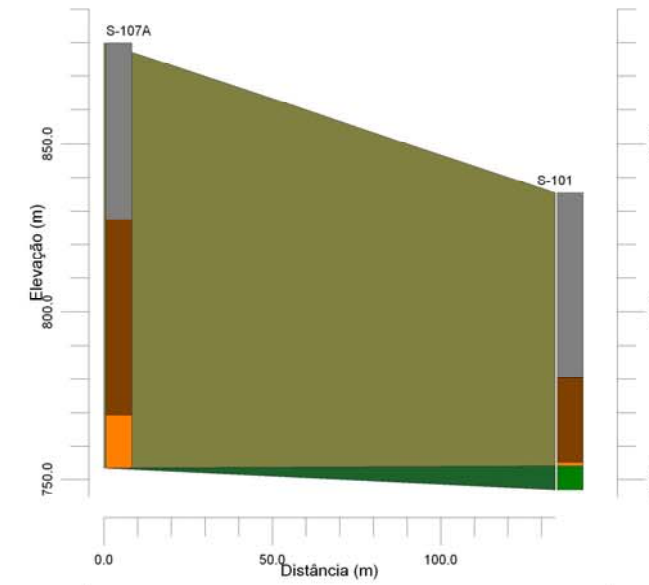
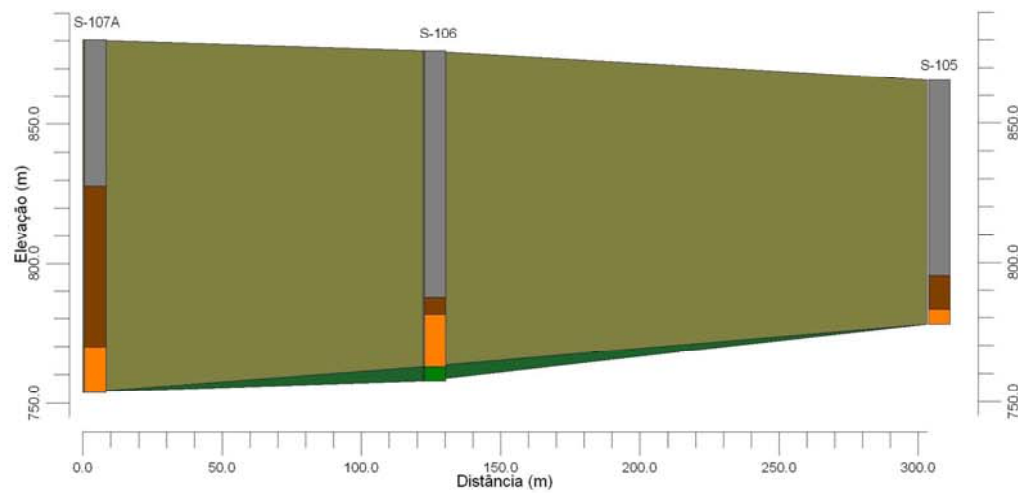
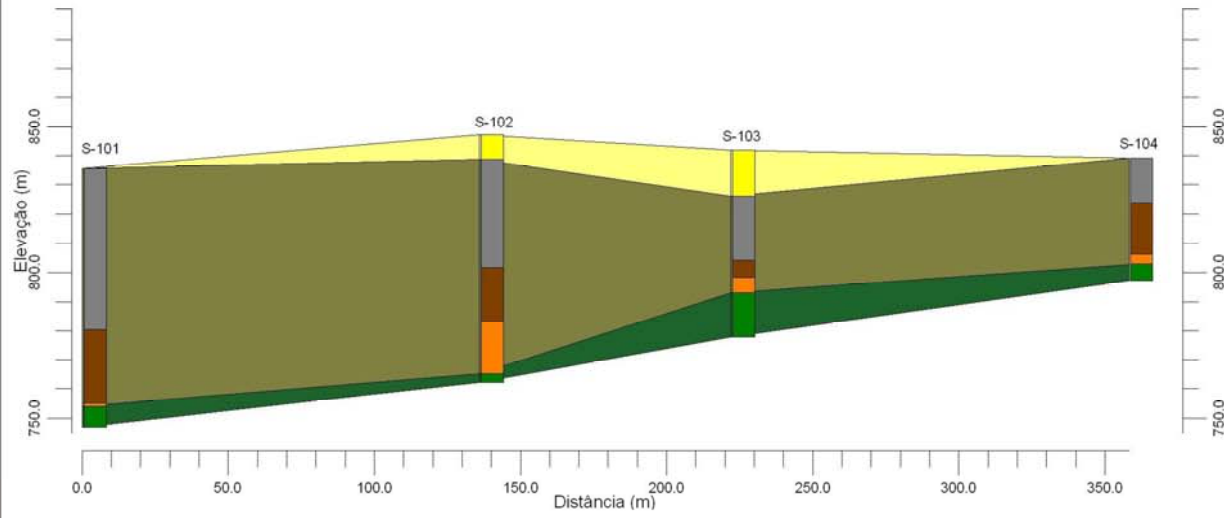
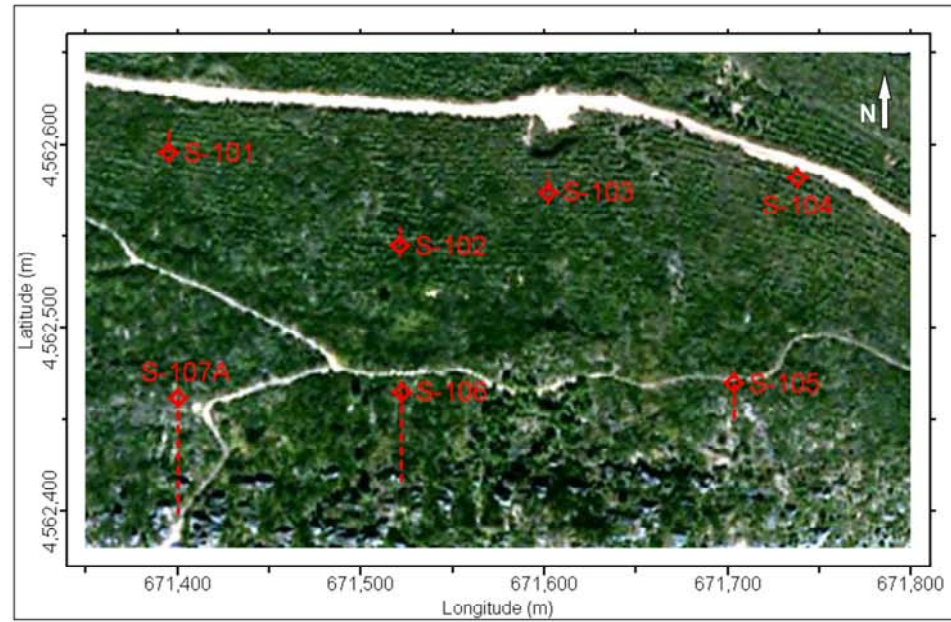
- Depósitos de vertente (v)
- Formação Quartzítica: quartzitos superiores (Qa3)
- Formação Quartzítica: xistos intermédios (Qa2)

Tipo Litológico:

- I - Minério de cascalho (decomposição do minério de ferro)
- II - Minério: quartzito ferroso granular martítico/especularítico, por vezes intercalado com xistos e psamitos
- III - Minério: quartzito ferroso compacto, intercalado com xistos e quartzitos
- IV - Quartzito Bandado Ferroso (Q.B.F.): quartzito com intercalações de minério, xistos e, por vezes, psamitos
- V - Xistos e quartzitos

Anexo nº1

Log's das sondagens



Legenda:

Litoestratigrafia:

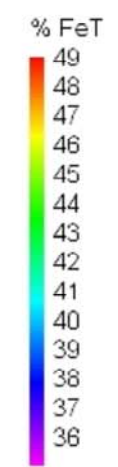
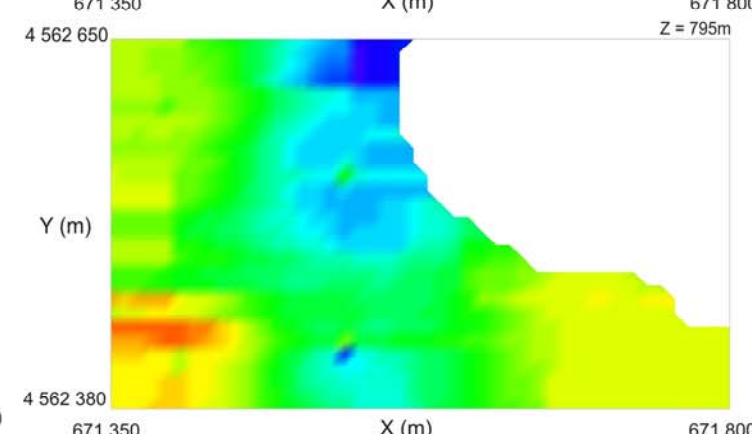
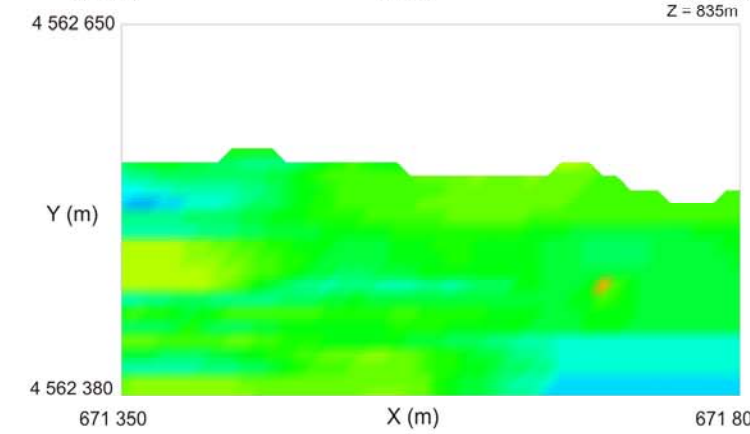
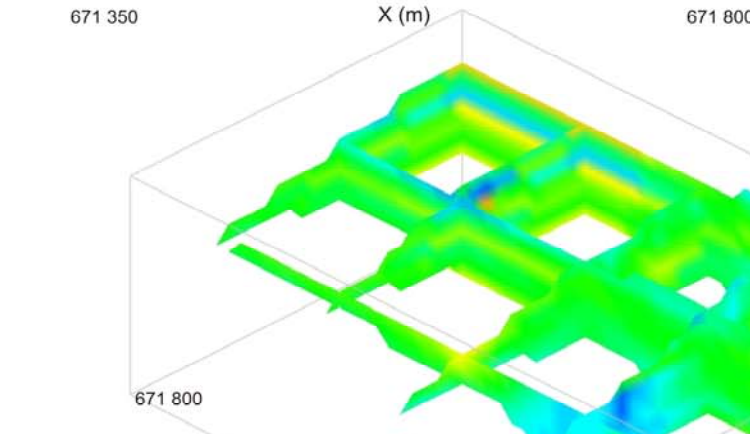
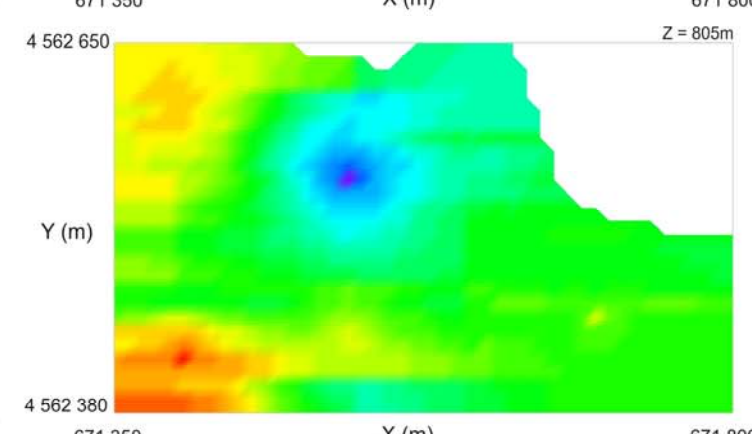
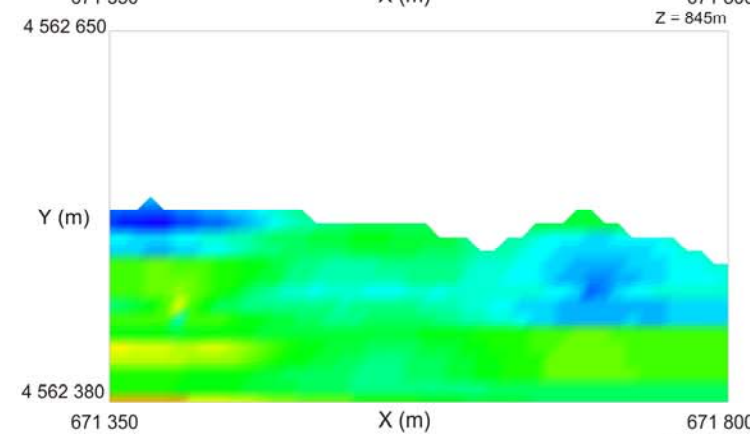
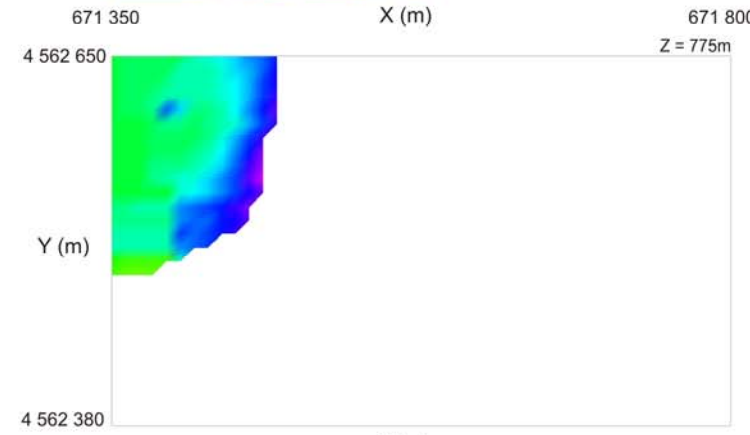
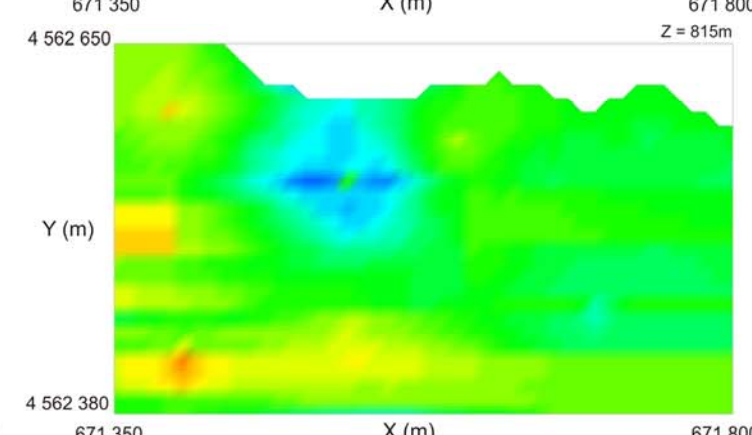
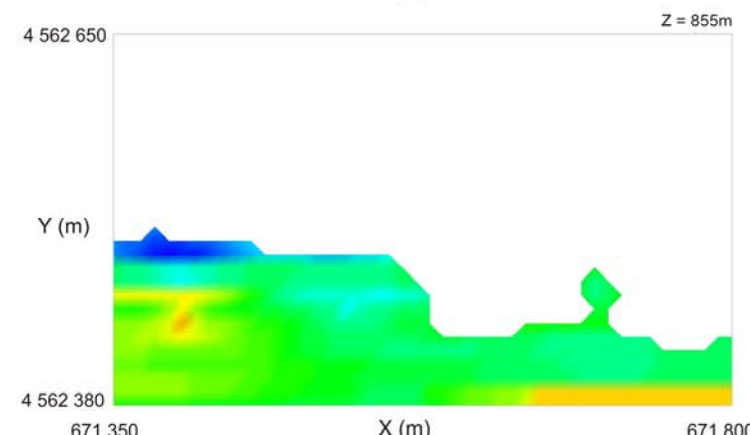
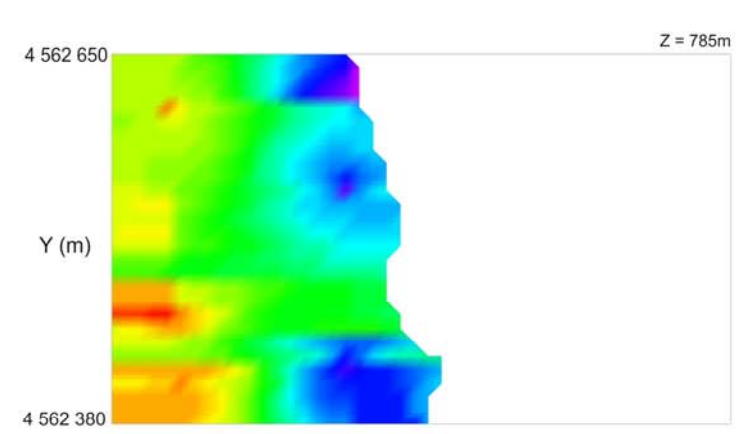
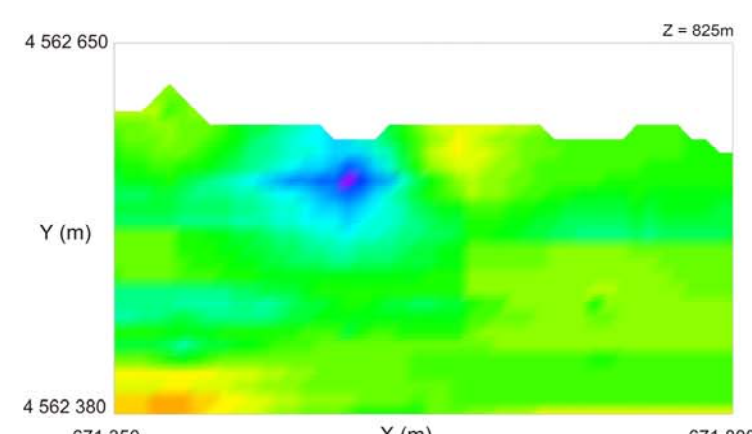
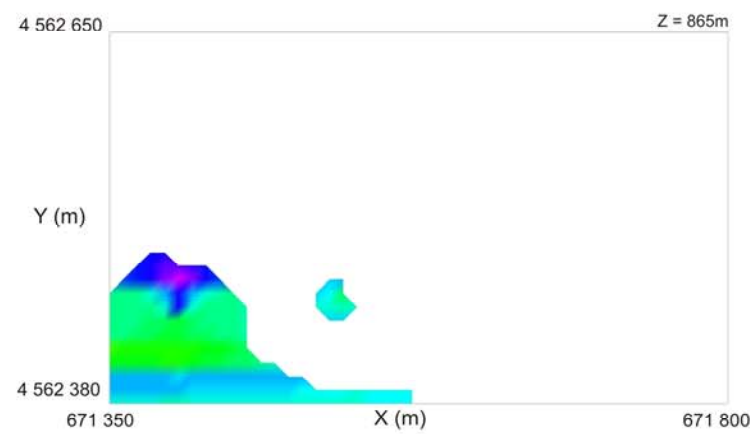
- Depósitos de vertente (v)
- Formação Quartzítica: quartzitos superiores (Qa3)
- Formação Quartzítica: xistos intermédios (Qa2)

Tipo Litológico:

- I - Minério de cascalho (decomposição do minério de ferro)
- II - Minério: quartzito ferroso granular martítico/especularítico, por vezes intercalado com xistos e psamitos
- III - Minério: quartzito ferroso compacto, intercalado com xistos e quartzitos
- IV - Quartzito Bandado Ferroso (Q.B.F.): quartzito com intercalações de minério, xistos e, por vezes, psamitos
- V - Xistos e quartzitos

Anexo nº 2

Correlação lateral entre sondagens

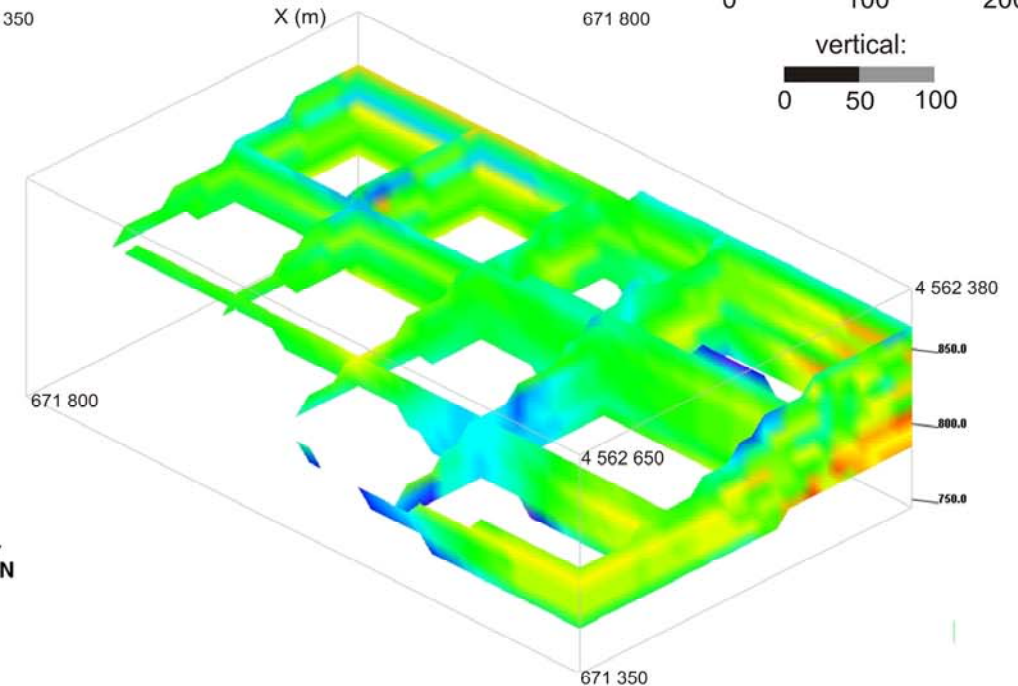
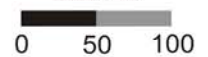


Escala gráfica (m):

horizontal:

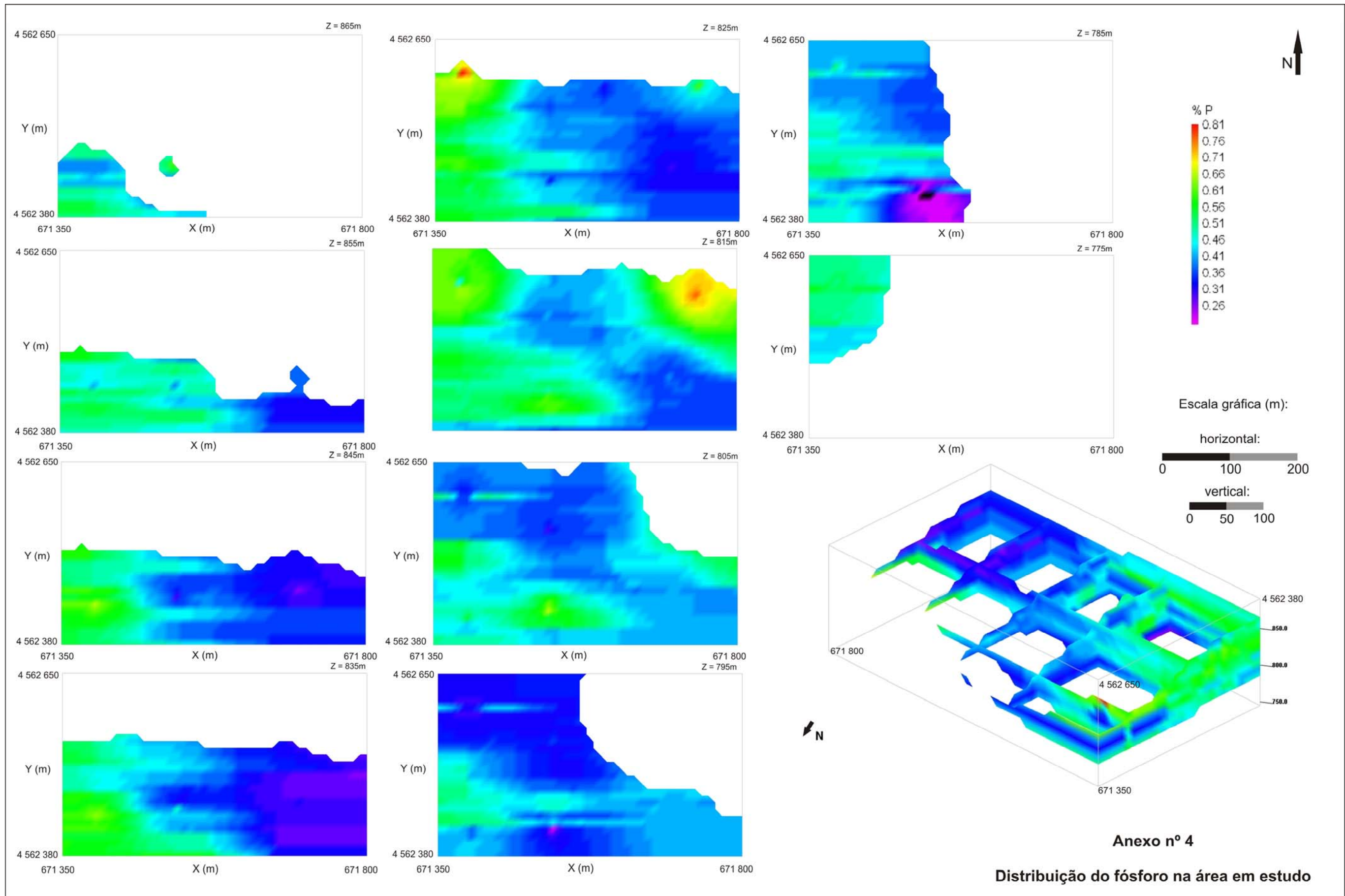


vertical:



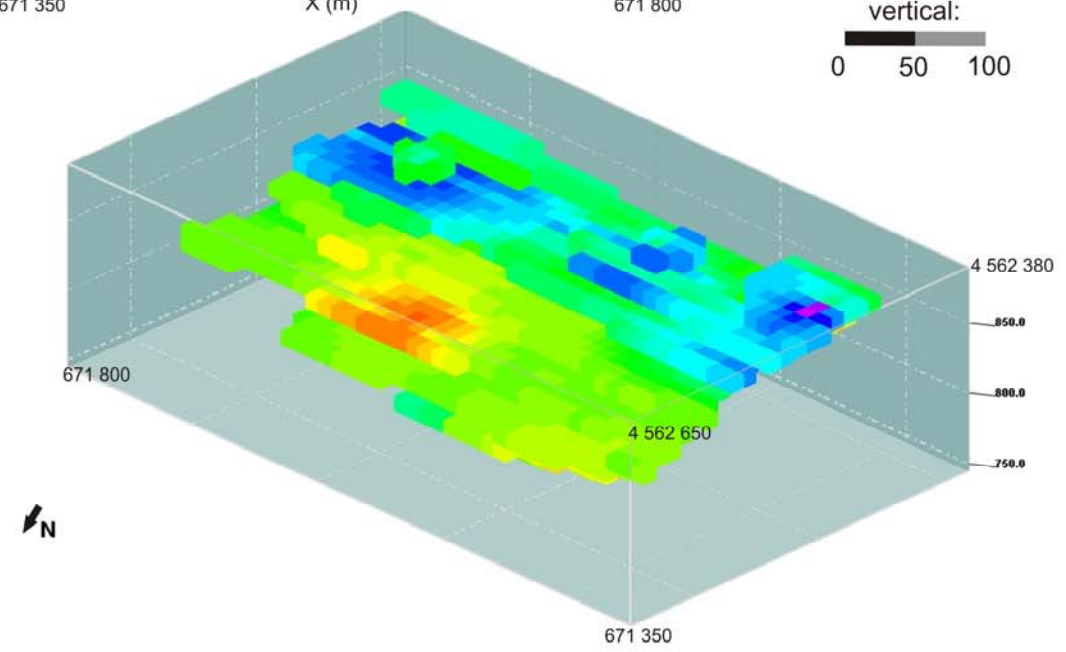
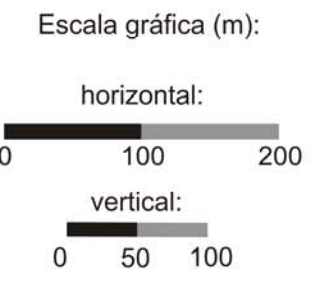
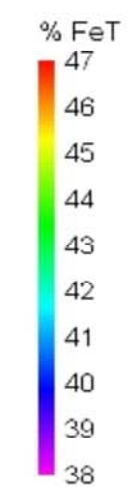
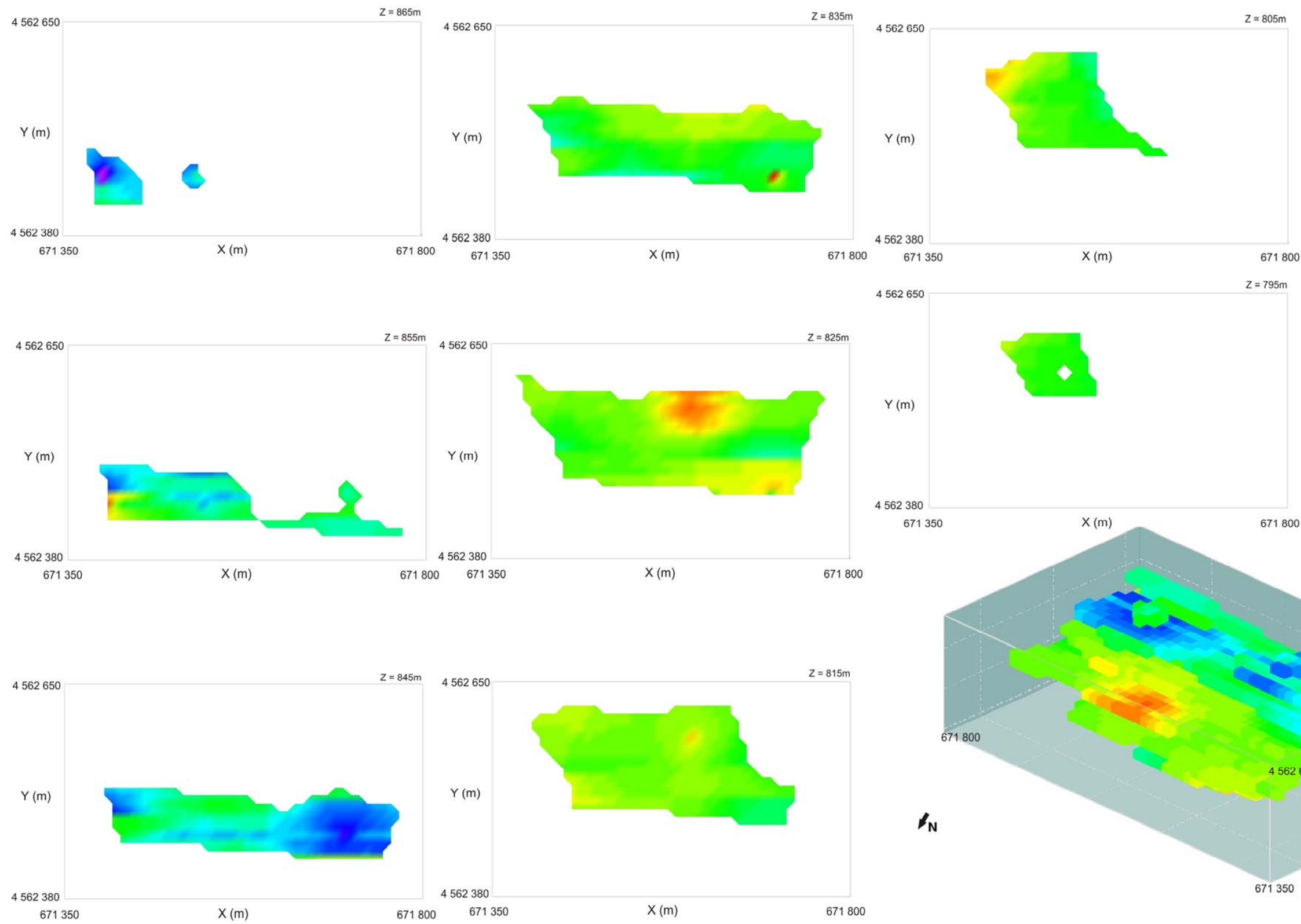
Anexo nº 3

Distribuição do ferro na área em estudo

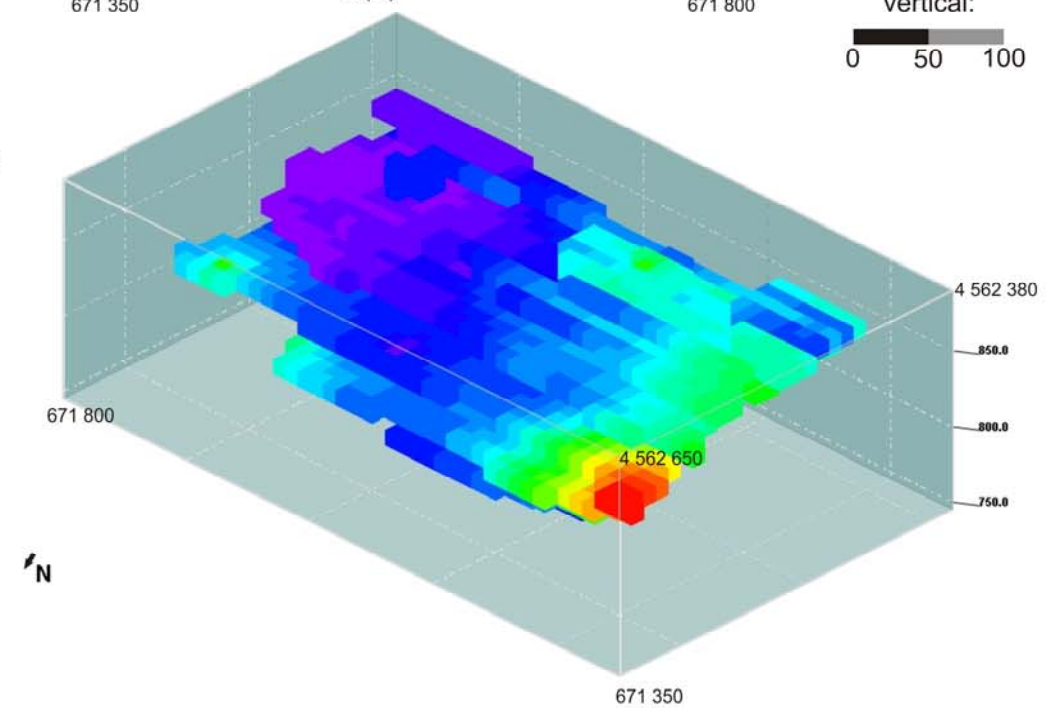
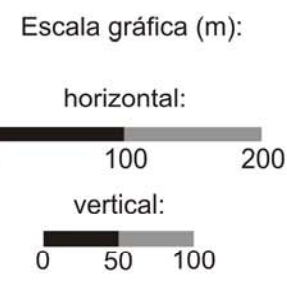
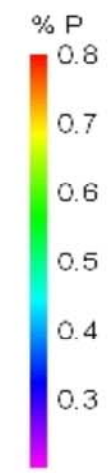
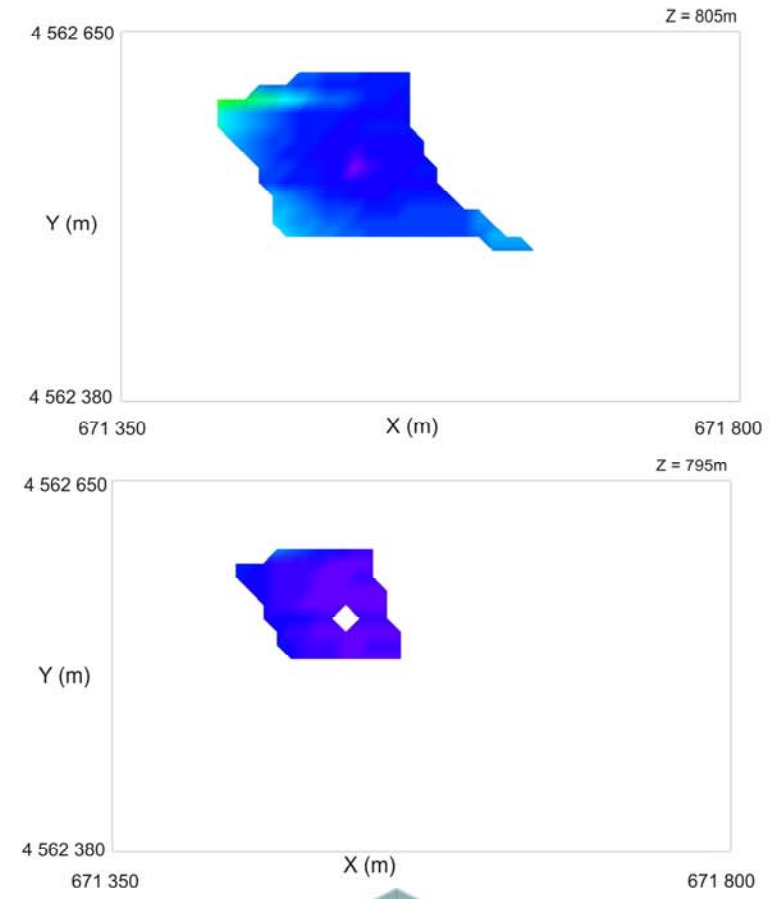
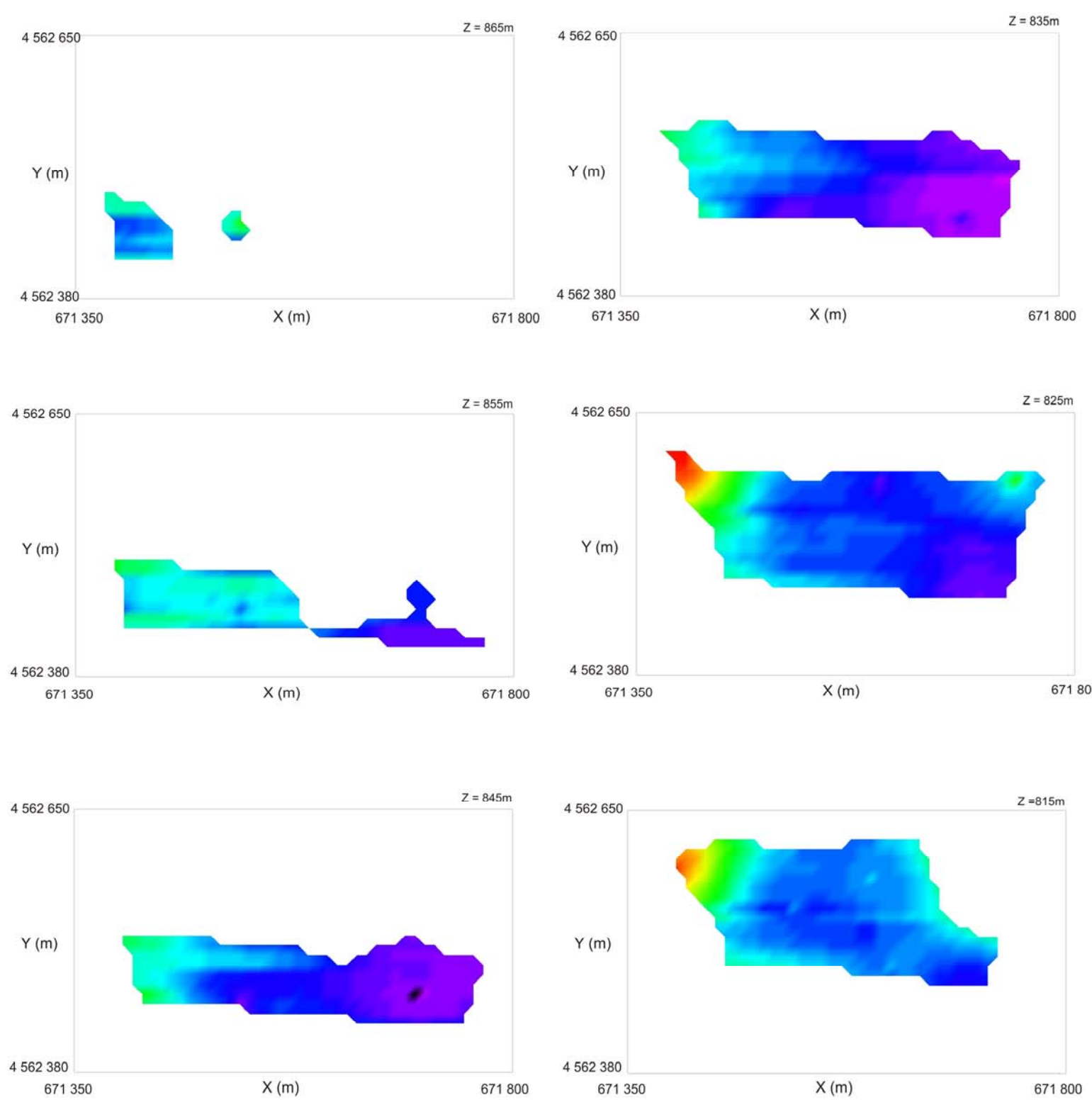


Anexo nº 4

Distribuição do fósforo na área em estudo



Anexo nº 5
Distribuição do ferro na escavação mineira



Anexo nº 6

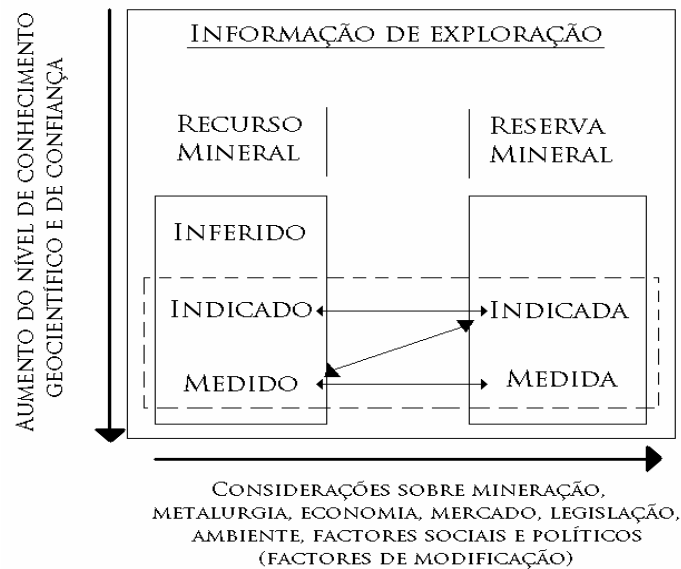
Distribuição do fósforo na escavação mineira

Anexo nº 7 – Teores de ferro (FeT) compostos.

Sondagem	X (m)	Y (m)	Z (m)	Teor (%)
S-101	671,395.00	4,562,596.87	830.54	46.56
S-101	671,395.00	4,562,598.60	820.69	44.44
S-101	671,395.00	4,562,600.34	810.84	46.86
S-101	671,395.00	4,562,602.08	800.99	47.17
S-101	671,395.00	4,562,603.81	791.14	44.64
S-101	671,395.00	4,562,605.55	781.3	47.67
S-101	671,395.00	4,562,607.29	771.45	39.19
S-101	671,395.00	4,562,609.02	761.6	42.12
S-102	671,521.00	4,562,545.61	842.22	45.15
S-102	671,521.00	4,562,546.83	832.29	44.54
S-102	671,521.00	4,562,548.05	822.37	36.16
S-102	671,521.00	4,562,549.27	812.44	44.04
S-102	671,521.00	4,562,550.48	802.52	36.56
S-102	671,521.00	4,562,551.70	792.59	43.63
S-102	671,521.00	4,562,552.92	782.66	36.97
S-102	671,521.00	4,562,554.14	772.74	25.25
S-103	671,602.00	4,562,574.87	836.93	44.64
S-103	671,602.00	4,562,576.60	827.08	46.46
S-103	671,602.00	4,562,578.34	817.23	45.65
S-103	671,602.00	4,562,580.08	807.38	42.99
S-103	671,602.00	4,562,581.81	797.53	40.2
S-104	671,738.00	4,562,582.00	834.2	44.54
S-104	671,738.00	4,562,582.00	824.2	44.24
S-104	671,738.00	4,562,582.00	814.2	42.82
S-104	671,738.00	4,562,582.00	804.2	42.42
S-105	671,703.00	4,562,468.71	860.77	46.66
S-105	671,703.00	4,562,466.12	851.11	42.12
S-105	671,703.00	4,562,463.53	841.45	39.2
S-105	671,703.00	4,562,460.94	831.79	47.37
S-105	671,703.00	4,562,458.35	822.13	43.83
S-105	671,703.00	4,562,455.76	812.47	41.91
S-105	671,703.00	4,562,453.18	802.81	46.26
S-105	671,703.00	4,562,450.59	793.16	46.26
S-106	671,522.00	4,562,462.89	871.63	37.88
S-106	671,522.00	4,562,458.66	862.57	42.62
S-106	671,522.00	4,562,454.43	853.5	41.11
S-106	671,522.00	4,562,450.21	844.44	42.02
S-106	671,522.00	4,562,445.98	835.38	43.73
S-106	671,522.00	4,562,441.76	826.31	43.13
S-106	671,522.00	4,562,437.53	817.25	46.06
S-106	671,522.00	4,562,433.30	808.19	46.26
S-106	671,522.00	4,562,429.08	799.12	45.05
S-106	671,522.00	4,562,424.85	790.06	38.68
S-107A	671,400.00	4,562,459.50	875.57	31.71
S-107A	671,400.00	4,562,454.50	866.91	38.19
S-107A	671,400.00	4,562,449.50	858.25	46.66
S-107A	671,400.00	4,562,444.50	849.59	46.76
S-107A	671,400.00	4,562,439.50	840.93	41.81
S-107A	671,400.00	4,562,434.50	832.27	44.14
S-107A	671,400.00	4,562,429.50	823.61	41.71
S-107A	671,400.00	4,562,424.50	814.95	47.7
S-107A	671,400.00	4,562,419.50	806.29	49.39
S-107A	671,400.00	4,562,414.50	797.63	45.85
S-107A	671,400.00	4,562,409.50	788.97	47.67

Anexo nº8: Definição dos conceitos de recursos minerais *inferidos*, *indicados* e *medidos* e reservas minerais *indicadas* e *medidas*.

Segundo Vaughn & Felderhof (2002) a relação entre recurso mineral e reserva mineral pode ser esquematizada pela seguinte figura:



De acordo com o mesmo autor, o recurso mineral *inferido* é estimado com base em amostragem limitada e, conseqüentemente, com baixo nível de confiabilidade como informações provenientes de estudos geológicos, geoquímicos ou geofísicos com admissão de continuidade e persistência de teores e/ou qualidades. O *indicado* é a parte para a qual a tonelagem ou volume, teor e /ou qualidades, conteúdo mineral, morfologia, continuidade e parâmetros físicos estão estabelecidos de modo a que as estimativas realizadas são confiáveis, envolvendo pesquisa com amostragem directa. Por fim, o recurso mineral *medido* é a parte para a qual a tonelagem ou volume, teor e/ou qualidades, conteúdo mineral, morfologia, continuidade e parâmetros físicos são estabelecidos com amostragem directa com malha densa.

Sendo que a reserva mineral corresponde à parte do recurso mineral que se demonstra ser viável técnica e economicamente para exploração e produção, a reserva mineral *indicada* é a parcela economicamente lavrável do recurso mineral indicado envolvendo considerações como factores de lavra e benefício económico, legal, ambiental e social. A reserva mineral *medida* é a parcela economicamente lavrável do recurso mineral medido e inclui perdas na lavra, benefícios e grau elevado de confiabilidade na viabilidade técnica e económica.