



MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO E DO DESPORTO

Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto

Departamento de Engenharia de Minas

Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral – PPGEM

***METODOLOGIA DE PLANEJAMENTO DE MINA PARA
RETOMADA DAS OPERAÇÕES DE LAVRA DAS JAZIDAS DE
KASSINGA NORTE – ANGOLA***

Autor: **JOÃO PAULINO JÚLIO CHIMUCO**

Orientador: **Prof. Dr. IVO EYER CABRAL**

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação do Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, como parte integrante dos requisitos para obtenção do título de Mestre em Engenharia de Minas.

Área de concentração:

Lavra de Minas

Ouro Preto / agosto de 2010

C538m Chimuco, João Paulino Júlio.
Metodologia de planejamento de mina para retomada das operações de lavra das jazidas de Kassinga Norte-Angola [manuscrito] / João Paulino Júlio Chimuco. – 2010. x, 110 f.: il., color.; grafs., tabs., mapas.

Orientador: Prof. Dr. Ivo Eyer Cabral.

Dissertação (Mestrado) - Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Departamento de Engenharia de Minas. Programa de Pós-graduação em Engenharia Mineral.
Área de concentração: Lavra de Minas.

1. Engenharia de minas - Teses. 2. Lavra a céu aberto - Teses. 3. Planejamento da produção - Teses. I. Universidade Federal de Ouro Preto. II. Título.

CDU: 622.015(673)

Catálogo: sisbin@sisbin.ufop.br

DEDICATÓRIA:

Dedico este trabalho à memória do meu pai Hilário Chimuco, à memória dos meus tios Alberto Cunha e António Sabalo, a minha mãe Teresa José Júlio, a minha esposa Silvia, e aos meus irmãos (Constantino, Betty, Zezito, Tutu e Fábio), e também não deixaria de dedicar esse trabalho ao meu amado primo Bernardo e a toda sua família.

Agradecimentos

Agradeço primeiramente a Deus por sempre me abençoar e iluminar os meus caminhos, aos meus familiares, professores, colegas de trabalho e amigos, especialmente:

Ao meu orientador o professor Doutor Ivo Eyer Cabral, que graças a sua paciência e sábia orientação, foi possível alcançar os objetivos desse trabalho e também de maneira muito especial, gostaria de expressar os meus agradecimentos para aqueles que hoje são considerados meus pais brasileiros e que já moram no meu coração (Papai Zadiu e mamãe Jacira), pelo carinho, amor e por sempre estarem ao meu lado nos melhores momentos da minha vida. Meus agradecimentos são também extensivos à gloriosa Escola de Minas de Ouro Preto, e aos seus mestres muito especialmente ao professor Hernani Mota de Lima, que desde o primeiro momento, acompanhou esse projeto de dissertação, aos professores Rodrigo Pelucci, José Fernando Miranda, Milton Brigolini, assim como, os colegas de mestrado Almir Ferreira, Carlos Arroyo e tantos outros que com seu companheirismo e amizade foram fundamentais em toda a etapa do projeto. Também gostaria de agradecer aos Engenheiros Belisario Flores e Fabio Valério da Coffey Mining do Brasil, por todo o apoio prestado.

Também especialmente, seguem os meus agradecimentos a Ferrangol-E.P pelo apoio financeiro e logístico e aos colegas de trabalho que direta ou indiretamente deram a sua contribuição, destacando-se os senhores, Dr.Diamantino Azevedo, Dr. Romeu Ribeiro, Dr^a.Paula Fernandes, Dr. José Manuel, aos colegas Kiaku Simão e Djanira dos Santos e todos os demais funcionários da área técnica da empresa supracitada. Finalmente não poderia deixar de agradecer aos amigos de Ouro Preto, nomeadamente: Rui dos Santos, Cláudio Lobito (Beißola), Zé Façonny, Osvaldo Amaral, Adriano Amaral (Pacífico), Maria Luiza Cange, Gésica Oliveira, Luiz Flávio (Aspira), Leandro (Papakito), Alber (Kurdo), Thiago (Mutreta), Pedro (Budás), Vinicius (Futeko), Edgard (Gargalhada), André Moretto, Rafael (Tossem), Igor Zollini (Passarela) e demais amigos e companheiros de Ouro Preto. Finalmente, meus agradecimentos ao pessoal do PPGEM, especialmente ao secretário Marcelo, que com bastante profissionalismo, zelo e paciência, sempre me apoiou no que foi necessário.

RESUMO

A presente dissertação visa apresentar uma metodologia de planejamento de lavra para retomada das atividades de lavra nas jazidas de minério de ferro em Kassinga Norte, na região da Jamba, província de Huila-Angola. Essas jazidas são as de Osse (A e B), cuja detentora dos direitos de lavra é a Empresa Nacional do Ferro de Angola-Ferrangol, E.P.

Para efeito, com base no programa de retomada das atividades de lavra das jazidas de Kassinga Norte, meta da Ferrangol-E.P, propõe-se um planejamento de lavra focando os objetivos gerais e específicos. A metodologia do trabalho inclui um estudo geoestatístico para estimativa de reservas usando krigagem ordinária e planejamento de mina estratégico (otimização) e tático (seqüenciamento) com suporte de ferramentas informáticas.

É apresentada uma revisão bibliográfica abordando as principais técnicas de estimativa de reservas (métodos tradicionais e geoestatísticos), os conceitos principais sobre os tipos de planejamento assim como algumas técnicas de otimização e seqüenciamento de lavra. Um estudo de caso da região, enfocando aspectos tais como a localização da área, geologia local, banco de dados utilizado, estimativa das reservas e planejamento de lavra é apresentado em seguida. Finalmente são apresentados os resultados e as conclusões sobre todo o trabalho.

ABSTRACT

This dissertation aims to present a methodology for mine planning for restart of mining activities on the deposits of iron ore in North Kassinga in the region of Jamba, Huila Province, Angola. These deposits are Osse (A and B) which holds the mining rights is the National Company Iron of Angola.

In fact, based on program restart of activities of exploitation of deposits of North Kassinga (remaining), the goal of Ferrangol, we intend to propose in order to study mine planning strategic and tactical focus on the general and specific goals. The methodology of the work includes a study to geostatistical reserve estimation using ordinary kriging and strategic mine planning (optimization) and tactical (sequencing) with support tools.

It presents a literature review the main techniques for estimating reserves (traditional and geostatistical methods), the main concepts of the types of planning as well as optimization techniques and sequencing of mining. A Case Study of the region focused on such aspects as the location of the area, local geology, database used, estimate reserves and mine planning, is presented in follow. Finally presents results and conclusions on all work.

LISTA DE FIGURAS

CAPITULO 2

2.1- Metodologia de planejamento de mina-----	9
2.2- Fases para geração de cavas matemáticas (otimizadas)-----	10

CAPÍTULO 3

3.1- Influência nos custos de cada fase de um empreendimento de mineração-----	21
3.2 - Planejamento estratégico e tático no ciclo de vida da mina-----	24
3.3-Planejamento estratégico e tático-----	24
3.4-Processo de decisão para diferentes objetivos da empresa-----	25
3.5-Modelo de blocos tridimensional envolvendo toda a área da jazida-----	35
3.6- Cone flutuante construído por blocos aproximando-se ao ângulo do talude-----	40
3.7 - Um seqüenciamento simples-----	47
3.8-Seqüenciamento, Cenário 1-----	48
3.9-Seqüenciamento, Cenário 2-----	49
3.10-Seqüenciamento,Cenário 3-----	50
3.11-Seqüenciamento, Cenário 4-----	51
3.12-Seqüenciamento, Cenário 5-----	52
3.13-Cenários de seqüências de lavra extremas-----	53
3.14-Alternativas de seqüência de lavra-----	54
3.15-Seqüência de extração de um depósito mineral-----	55

CAPÍTULO 4

4.1-Vista do complexo mineiro de Kassinga-Jamba Mineira, Angola-----	58
4.2- Na cor Preta, localização da região de Kassinga Norte-----	59
4.3 - Posição das jazidas de Kassinga Norte, indicadas em amarelo-----	60
4.4-Posicionamento das jazidas de Osse (A e B)-----	61
4.5-Banco de dados de pesquisa da jazida de Osse B-----	63
4.6- Variograma ajustado da densidade de minério das jazidas de Osse A -----	65
4.7- Variograma ajustado da densidade de minério das jazidas de Osse B-----	66
4.8-Variograma ajustado da espessura de minério das jazidas de Osse A-----	66

4.9-Variograma ajustado da espessura de minério das jazidas de Osse B-----	67
4.10-Variograma ajustado da massa de Ferro do minério das jazidas de Osse A -----	67
4.11-Variograma ajustado da massa de Ferro do minério das jazidas de Osse B-----	68
4.12-Malha de pesquisa por poços da jazida de Osse A-----	69
4.13-Malha de pesquisa por poços da jazida de Osse B-----	70
4.14-Mapa de cores dos valores da espessura de minério krigada da jazida de Osse A -----	71
4.15-Sólido geológico da jazida com informações dos poços de pesquisa-----	73
4.16- Blocos de minério com os atributos carregados no modelo de blocos-----	74
4.17-Comparação das cavas matemáticas geradas pelo Whittle Four-X, enfocando o pior e o melhor caso-----	80
4.18-Sequenciamento da lavra a longo prazo-----	82
4.19-Cava final ótima carregada com o modelo de blocos-----	84
4.20-Período inicial da cava ótima -----	85
4.21-Sequenciamento da produção da mina do 1º ano do primeiro quinquênio -----	85
4.22-Sequenciamento da produção da mina do 2º ano do primeiro quinquênio -----	86
4.23-Sequenciamento da produção da mina do 3º ano do primeiro quinquênio -----	86
4.24-Sequenciamento da produção da mina do 4º ano do primeiro quinquênio -----	87
4.25-Sequenciamento da produção da mina do 5º ano do primeiro quinquênio -----	87
4.26-Sequenciamento da produção da mina do 6º ao 10º ano no segundo quinquênio -----	88
4.27-Sequenciamento da produção da mina do 11º ao 15º ano no terceiro quinquênio -----	88
4.28-Sequenciamento da produção da mina do 16º ao 18º ano, no último quinquênio -----	89

CAPÍTULO 5

5.1-Histograma dos teores de Fe estimados nas jazidas de Osse A -----	90
1-Histograma dos teores de Fe estimados nas jazidas de Osse B -----	90
5.2- Cavas matemáticas representando o melhor e o pior caso de cada uma delas -----	92

LISTA DE TABELAS

CAPÍTULO 2

2.1- Reserva Provada de Kassinga -----	7
---	---

CAPÍTULO 3

3.1-Aspectos comparativos dos métodos de estimativas de reservas -----	14
3.2-Comparação do Planejamento Estratégico, Tático e Operacional -----	19
3.3-Horizontes temporal para os tipos de Planejamento de lavra -----	23

CAPÍTULO 4

4.1- Coordenadas Geográficas de Kassinga Norte -----	59
4.2- parâmetros dos modelos de variogramas -----	68
4.3-Informações do modelo de blocos -----	73
4.4-Recurso medido, indicado e inferido -----	76
4.5-Cavas otimizadas geradas no Whittle Four-X -----	79
4.6-Produção total da mina em cinco períodos quinquenais -----	83

CAPÍTULO 5

5.1- Tonelagens e teores dos métodos de estimativa utilizados nas Jazidas -----	91
5.2-Cavas matemáticas e os parâmetros analisados -----	93
5.3- Produção e vida útil da mina do ano zero até a exaustão -----	94

LISTA DE ABREVIATURAS

2D: DUAS DIMENSÕES;

3D: TRÊS DIMENSÕES;

ALG: ALGORITMO DE LERCHS & GROSSMANN;

CD: CUSTOS DIRETOS;

CI: CUSTOS INDIRETOS;

ENE: LESTE- NORDESTE;

E.P: EMPRESA PÚBLICA;

FC: FLUXO DE CAIXA;

FCD: FLUXO DE CAIXA DESCONTADO;

IVA: IMPOSTO SOBRE VALOR AGREGADO;

NNE: NORTE-NORDESTE

PMK: PROJETO MINEIRO DE KASSINGA;

REM: RELAÇÃO ESTÉRIL-MINÉRIO;

ROM: RUN OF MINE;

SME: SOCIETY MINING AND METALLURGY ENGENIERS;

SSW: SUL-SUDOESTE;

TMA: TAXA MÍNIMA DE ATRATIVIDADE;

TIR: TAXA INTERNA DE RETORNO;

UFOP: UNIVERSIDADE FEDERAL DE OURO PRETO;

VEB: VALOR ECONÔMICO DOS BLOCOS;

VPL: VALOR PRESENTE LÍQUIDO.

WSW: OESTE-SUDOESTE

Sumário

Agradecimentos -----	iv
Resumo -----	v
Abstract -----	vi
Lista de Figuras -----	vii
Lista de tabelas -----	ix
Lista de Siglas -----	x
CAPÍTULO 1: INTRODUÇÃO -----	1
1.1. Generalidades -----	1
1.2. Objetivo do trabalho -----	3
1.2.1. Objetivos gerais -----	3
1.2.2. Objetivos específicos -----	3
1.3. Justificativa -----	4
1.4. Estrutura da Dissertação -----	4
CAPÍTULO 2: METODOLOGIA DE TRABALHO -----	6
2.1. Introdução -----	6
2.2. Dados e Recursos Utilizados -----	8
2.3. Metodologia Geral -----	9
2.3.1. Estimativa de Reservas -----	10
2.3.2. Otimização de cava final ótima -----	10
2.3.3. Seqüenciamento de lavra-----	11
CAPÍTULO 3: REVISÃO BIBLIOGRÁFICA -----	12
3.1. Introdução -----	12
3.2. Estimativas de Reservas -----	12
3.2.1. Generalidades -----	14
3.2.2. Métodos de estimativa de reservas -----	14
3.2.3. Métodos Convencionais -----	14
3.2.4. Métodos Estatísticos -----	15
3.2.5. Métodos Geoestatísticos -----	15
3.3. Planejamento estratégico e Planejamento tático -----	17
3.3.1. Conceituação e Tipos de Planejamento -----	17

3.3.2. Planejamento de Lavra Estratégico e Tático -----	23
3.4. Métodos de Avaliação Econômica de Projetos -----	26
3.4.1-Principais Variáveis Utilizadas na Avaliação Econômica -----	27
3.4.2. Principais indicadores de Rentabilidade de um Projeto -----	31
3.4.3. Análise de Sensibilidade e Análise de Risco -----	33
3.5. Definição da Geometria Final Ótima da Cava -----	34
3.5.1. Função Benefício -----	36
3.5.2. Critérios de Avaliação para a Definição da Geometria Final Ótima da Cava-----	39
3.5.3. Métodos para Definição da Geometria Final da Cava-----	39
3.6. Programação da Produção-----	43
3.6.1. Seqüenciamento de Lavra-----	45
3.6.2. Otimização do Programa de Produção-----	52
CAPÍTULO 4: ESTUDO DE CASO-----	58
4.1. Localização-----	58
4.2. Geologia Local-----	61
4.3. Banco de dados utilizado-----	62
4.4. Estimativa das reservas-----	63
4.4.1. Estudo variográfico-----	64
4.4.2. Krigagem ordinária-----	69
4.5. Planejamento de lavra-----	72
4.5.1. Geração de um sólido geológico -----	72
4.5.2. Modelo de blocos estimativas das reservas -----	73
4.5.3. Otimização e geração de cava final ótima -----	75
4.5.4. Seqüenciamento da lavra -----	81
CAPÍTULO 5: RESULTADOS-----	90
5.1. Krigagem ordinária-----	90
5.2. Planejamento de lavra-----	91
CAPÍTULO 6: CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES-----	95
6.1. Conclusões-----	95
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS-----	96

Capítulo 1: Introdução

1.1. Generalidades

A indústria de mineração, como qualquer outro empreendimento, tem por objetivo econômico básico maximizar a sua riqueza futura. Entretanto, é caracterizada por visar o aproveitamento econômico de um bem de capital exaurível e não renovável, o que a diferencia das demais indústrias. Assim, a maximização da riqueza futura deve se realizar em um período definido, ou seja, durante a existência do bem mineral que lhe deu origem. Em termos econômicos, podemos dizer, mais apropriadamente, que o objetivo da indústria de mineração é a maximização do valor atual líquido dos benefícios monetários futuros, durante toda a vida da mina (Costa, R. R., 1979).

As jazidas minerais têm sua formação ditadas por leis da natureza e que nem sempre estão de acordo com as necessidades do empreendimento mineiro. A distribuição de variáveis representativas da qualidade do ROM, como granulometria, teor e as cargas de estéril a remover dificultam ou até inviabilizam o aproveitamento econômico de um depósito mineral.

Se lavrarmos minério com teor médio acima do necessário estaremos empobrecendo irremediavelmente a massa restante e outro problema que pode acontecer numa lavra sem planejamento é a exaustão prematura da mina, devido a remoção de estéril mal planejada ou lavra imediatista sem preocupação com liberação futura do minério.

O planejamento de lavra permite antecipar a ocorrência de problemas de forma a evitá-los no futuro, ou quando isto não for possível, pelo menos minimizar suas conseqüências. Por ser uma simulação antecipada do dia a dia da mina, permite conhecer a priori a possibilidade de estacionarização das variáveis de qualidade, melhor aproveitamento dos equipamentos de desmonte, carga e transporte, cronograma de geração/disposição de estéril de mina e/ou rejeito de beneficiamento de minério, fornecendo subsídios para um melhor aproveitamento e buscando a minimização do impacto ambiental.

O planejamento de lavra visa o aproveitamento racional da ocorrência mineral envolvendo a aplicação de um conjunto de técnicas para a tomada de decisão e escolher a melhor alternativa para a vida útil da mina, cujo objetivo é alcançar a melhor meta para o empreendimento mineiro.

De tudo que foi supramencionado, vale acrescentar o fator econômico, pois com o planejamento torna-se possível o conhecimento prévio de um cronograma de desembolsos e estimativa de receitas, e a minimização de investimentos com equipamentos (frota de transporte) através da racionalização das distâncias médias de transporte ao longo da vida da mina.

No entanto todo o trabalho de planejamento de lavra deve abranger um período de tempo, necessário para prever o cumprimento dos processos envolvidos em seus planos de longo, médio e curto prazo, que por sua vez está subdividido em planejamento estratégico (longo prazo) e planejamento tático (curto e médio prazo).

O planejamento de lavra de longo prazo (planejamento estratégico) é responsável pelos estudos de cava final, seqüenciamento de lavra, planejamento de barragens de contenção de finos carreados pelas águas pluviais e disposição controlada de estéril, desenvolvimento de novos produtos e projetos de acessos permanentes. Todos os trabalhos de geologia de pesquisa devem estar inseridos dentro do planejamento de longo prazo.

De acordo ao IBRAM (1996), o planejamento de médio prazo tem a responsabilidade de garantir a continuidade do processo de lavra, através da escolha de um caminho, objetivando a estacionarização de determinados parâmetros sendo os técnicos e econômicos envolvidos no dia a dia das atividades de operação de lavra. Já o planejamento de curto prazo tem a responsabilidade de elaborar os planos de lavra trimestrais e mensais, programação das pilhas de ROM objetivando atingir metas de qualidade requeridas pela instalação de beneficiamento, programação da disposição de estéril no dia a dia, controle de qualidade de produtos, controle de pilhas de ROM e de produtos, suporte à programação de embarques, atualização topográfica das minas, estudos de acessos temporários, estudos estatísticos da qualidade da produção, amostragem de pré-lavra, quantificação de estoques no final de cada mês, atualização do banco de dados, dentre outras atividades.

Um planejamento de mina é um conjunto de ações premeditadas e geralmente são de dois tipos: o planejamento adaptado a um projeto específico, e o planejamento de ações para o futuro. O Planejamento prevê quadros de referências para as decisões que são tomadas por membros de uma organização. Políticas, como orientação, a decisão e ações dependem deliberadamente do planejamento de futuras alternativa (Bhattacharya, 2003).

O planejamento atende à evolução das necessidades do ambiente, aos desafios que a mesma oferece e os aspectos a eles relacionados. Esses aspectos são: mudanças nas políticas governamentais, mudanças na tecnologia, alterações na situação econômica global, incluindo os preços, emprego de mão de obra, matérias-primas, alterações na natureza da concorrência, mudanças na vida social e das atividades, modificações drásticas na situação política da região.

Portanto, todo o planejamento de lavra estratégico e tático, deve criteriosamente atender os fatores de natureza econômica, sociais, ambientais, políticas e tecnológicas de maneira a não comprometer a viabilidade do empreendimento.

1.2. Objetivo do trabalho

1.2.1. Objetivos gerais

O trabalho é feito com o objetivo de elaborar uma metodologia de planejamento de mina para retomada das operações de lavra das jazidas de minério de ferro em Kassinga Norte.

1.2.2. Objetivos específicos

Realizar um estudo geoestatístico sobre as jazidas das regiões de Kassinga Norte, a partir de um estudo variográfico e seguidamente fazer uma estimativa das reservas existentes;

Propor uma metodologia para o planejamento de mina das jazidas de minério de ferro em Kassinga Norte e demonstrar o uso da metodologia proposta em um estudo de caso aplicado em uma representação simplificada do depósito em estudo.

1.3. Justificativa

Os fatores que justificam a elaboração desse trabalho de dissertação são enumerados a seguir:

- A retomada das operações das minas de Kassinga Norte impõe-se pela existência de uma reserva que atinge quase 42 milhões de toneladas. Porém, apenas 20,3 milhões de toneladas podem, até o momento, ser classificadas na categoria da "Reserva Provada" de acordo do "SEC-Industry Guide 7". Esta reserva é suficiente para o lançamento do programa de retomada das operações, sendo esta a base para a elaboração de vários estudos de aproveitamento econômico de jazidas minerais, sendo nesse caso com o uso de ferramentas computacionais;
- A partir de informações de um banco de dados de pesquisa realizadas por poços no ano de 1975, foi feito recentemente um estudo de estimativa das reservas de Kassinga Norte utilizando o método do polígono de influência. Uma estimativa geoestatística destas reservas por meio de krigagem ordinária é proposta com o objetivo de se fazer uma comparação com os resultados obtidos anteriormente pelo método do polígono de influência;
- Uma vez obtido os resultados qualitativo e quantitativo das reservas existentes por meio de técnicas mais confiáveis, pretende-se elaborar uma metodologia de planejamento de mina onde detalhadamente, iremos apresentar as etapas para retomada das operações de mina em Kassinga Norte, isto é, nas jazidas de Osse (A e B) com o uso de ferramentas computacionais;
- A capacitação de profissionais com ferramentas computacionais utilizadas em estudo de geoestatística e planejamento de lavra, também justifica a elaboração dessa dissertação uma vez que a metodologia a adotar, poderá servir de modelo para profissionais envolvidos de várias etapas de operações de mina.

1.4. Estrutura da Dissertação

Essa dissertação está estruturada em seis capítulos tal como se segue:

No capítulo 1 é apresentando o tema, os objetivos do trabalho assim como a justificativa de elaboração do mesmo;

No capítulo 2 é apresentada a metodologia de trabalho utilizada, assim como, os recursos empregados;

O capítulo 3 apresenta uma revisão bibliográfica sobre o tema, abordando aspectos relativos a estimativas de reservas focando os principais métodos, assim como uma abordagem sobre planejamento de lavra de mina;

O capítulo 4 trata do estudo de caso, apresentando aspectos detalhado sobre localização da área, geologia local, banco de dados utilizado, sobre estimativas das reservas usando krigagem ordinária assim como as principais etapas do planejamento de lavra;

No capítulo 5 são apresentados os resultados do trabalho, sobre a krigagem ordinária e planejamento de lavra;

O capítulo 6 se refere às conclusões finais e às recomendações.

Capítulo 2: Metodologia de trabalho

2.1. Introdução

As Minas da Jamba (Kassinga Norte e Kassinga Sul) são propriedades da Empresa Nacional do Ferro de Angola- Ferrangol, E.P que é uma empresa de direito angolano cujo objeto social é a “Prospecção, Pesquisa, Exploração, Tratamento e Comercialização de minérios de ferro e manganês, bem como outros que constituam matéria-prima para a produção de ferro, manganês e aço, podendo desenvolver atividades complementares e subsidiárias necessárias à melhor persecução do seu objeto principal e a este titulo exercer quaisquer atividades industriais, comerciais ou de prestação de serviços”.

A retomada das operações da Mina da Jamba incluirá a lavra do minério eluvial remanescente na área da Jamba (Kassinga Norte). Esta mina que entrou em operação em junho de 1967, sofreu uma parada abrupta em agosto de 1975 por causa de guerra civil e confrontos ocorridos no local. Durante os anos em que operou, em Kassinga Norte, explotou-se cerca de 51 milhões de toneladas de minério "in-situ". Juntamente com a mina de Tchamutete (Kassinga Sul) foram produzidos cerca de 40 milhões de toneladas de concentrados.

Toda esta tonelagem foi transportada por ferrovia de Kassinga até o terminal marítimo do Namibe distante 550 km da mina. No porto, os concentrados eram empilhados criteriosamente de modo a garantir lotes de embarque dentro das especificações dos contratos de venda. Estes lotes eram carregados em navios com capacidade até 150 mil toneladas. A efetiva realização de toda esta seqüência desde a lavra do minério “in-situ” até o lote final de carregamento de cada navio dentro das especificações contratuais, só foi possível devido ao processo de avaliação utilizado para definição e caracterização da reserva mineral.

É importante realçar que o projeto mineiro Kassinga poderá trazer um grande impacto sobre a economia de Angola, tanto em termos econômicos (emprego, rendimento, balança comercial, investimentos, impostos, etc.), quanto em termos sociais (novas oportunidades de

negócios para micro e pequenas empreendedores locais, atenuação dos desequilíbrios regionais nas condições de vida das populações, etc.).

No entanto, para a concretização do acima citado é importante considerar os fatores críticos de sucesso tais como: conhecimento da geologia regional, conhecimento profundo das reservas minerais existentes, licenciamento ambiental, mão-de-obra especializada, acessos aos recursos financeiros para o início das atividades, criação de infra-estruturas de apoio, estabilidade política, acesso a tecnologia a ser aplicada em todas as etapas do processo produtivo e por fim a comunicação permitindo que haja união entre todas as estruturas envolvidas no projeto.

Todos os passos do Processo de Avaliação foram devidamente detalhados para que os requisitos definidos no "SEC-Industry Guide 7" fossem alcançados de modo a garantir a categoria de "Reserva Provada". A totalidade da "Reserva Provada" está contida em cinco jazidas – Indungo, Cassongue (incluindo Cassongue Norte), Mussessas e Osse (A e B). Os primeiros trabalhos de prospecção/pesquisa destes jazimentos ocorreram antes de 1966 e os resultados obtidos quanto a reservas, foram incluídos na "Reserva Provada" que permitiu o lançamento do Projeto Mineiro de Kassinga (PMK) que iniciou a produção em Junho de 1967. Os trabalhos de prospecção/pesquisa e todo o processo de avaliação tiveram continuidade permanente enquanto a Mina esteve em operação. Assim, em princípios de 1975, estavam identificados recursos em 44 corpos, além dos cinco (5) com a "Reversa Provada" (tabela 2.1) e os que foram esgotados.

Tabela 2.1 – Reserva Provada de Kassinga (expressa em milhões de toneladas)

Jazidas	Ton. Min (Mt)	Teor (% Fe)
Indungo	8,7	47,61
Cassongue	3,1	43,35
Mussessas	2,8	40,89
Osse A	3,4	46,34
Osse B	2,3	45,31
Total	20,3	45,56

Fonte: Ferrangol-E.P

Por não existirem elementos base que possam suportar os valores das estimativas atribuídas aos 44 corpos, estas serão classificadas como "Recursos Indicados" e "Recursos Inferidos" de acordo com a terminologia do referido "Guia SME 2005".

A discriminação da "Reserva de Kassinga Norte. Segundo classificação baseada no "SEC-Industry Guide 7", passa a ser:

Reserva Provada – 20,3 milhões de toneladas;

Recursos Indicados – 12,3 milhões de toneladas.

Uma vez retomadas as operações de lavra das minas de Kassinga Norte, serão indispensáveis novos estudos de avaliação das reservas de maneira a se elevar o número das reservas já existentes.

2.2. Dados e Recursos Utilizados

A realização desse estudo foi feito com a utilização de dados e recursos fornecidos pela Ferrangol-E.P, assim como os outros disponíveis nas instalações do Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Minas da UFOP.

Assim sendo, foram utilizados cartas geológicas, dados de sondagem por poço (realizados da década de 70, na região em estudo), relatórios e estudo de viabilidade técnico e econômica elaborado pelo Grupo de consultores de Lisboa da Ferrangol-E.P., assim como visitas de campo todas feitas com recursos disponibilizados pela empresa supracitada.

Este estudo foi feito com a utilização das seguintes softwares: Gemcom Surpac 6.1.2, Whittle Four-X, Microsoft Office, MS-Project, Istat 6.2 e Franson CoordTrans v2.3.

É de realçar que todos os recursos financeiros usados para o desenvolvimento dessa dissertação foram provenientes da Ferrangol-E. P., com sede na cidade de Luanda-Angola.

2.3. Metodologia Geral

Esse estudo intitulado, metodologia de planejamento de mina para a retomada das operações de lavra das jazidas de minério de ferro em Kassinga Norte, foi desenvolvido na seqüência metodológica mostrada na figura 2.1.

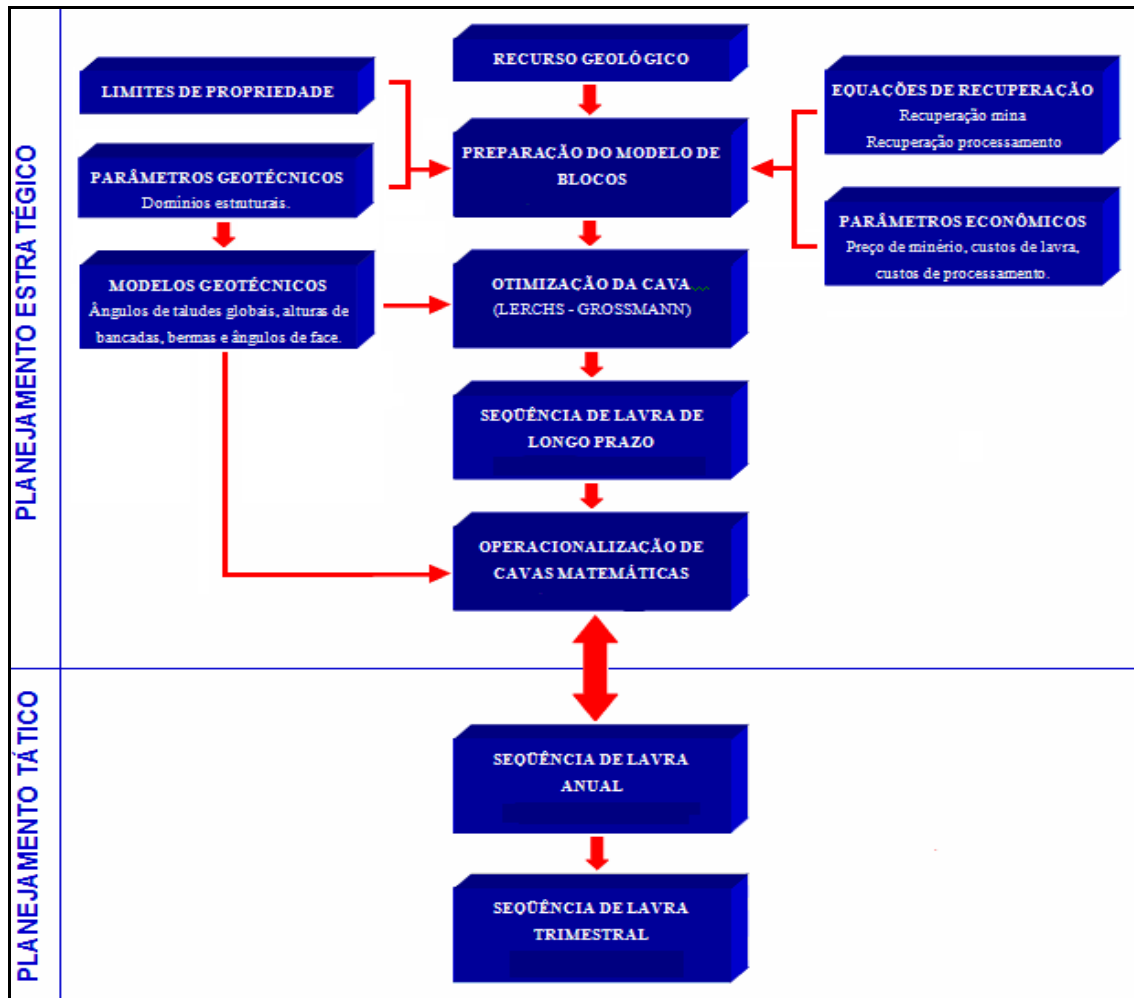


Figura 2.1- Fluxograma aplicado a metodologia de planejamento de lavra

2.3.1. Estimativa de Reservas

Nesta etapa, foi realizada uma variografia seguida de estimativa por krigagem da espessura da camada de minério, da densidade e da massa do ferro. Os teores dos blocos foram calculados se efetuando a divisão da massa do minério de ferro estimada pelo produto entre a espessura estimada da camada de minério e a área de influência, com finalidade de se fazer um

novo estudo de aproveitamento econômico das reservas, e possibilitar assim um melhor e mais eficiente planejamento estratégico e tático.

2.3.2. Otimização de cava final

O planejamento estratégico de minas a céu aberto é um processo de decisão que determina o valor do empreendimento, definindo as áreas de lavra economicamente viáveis e a seqüência em que os recursos devem ser aproveitados dentro dessas áreas (Ascarza et al, 2008). A figura 2.2 ilustra as etapas de geração de cavas matemáticas com informações sendo carregadas no otimizador, assim como os resultados do processo de otimização.

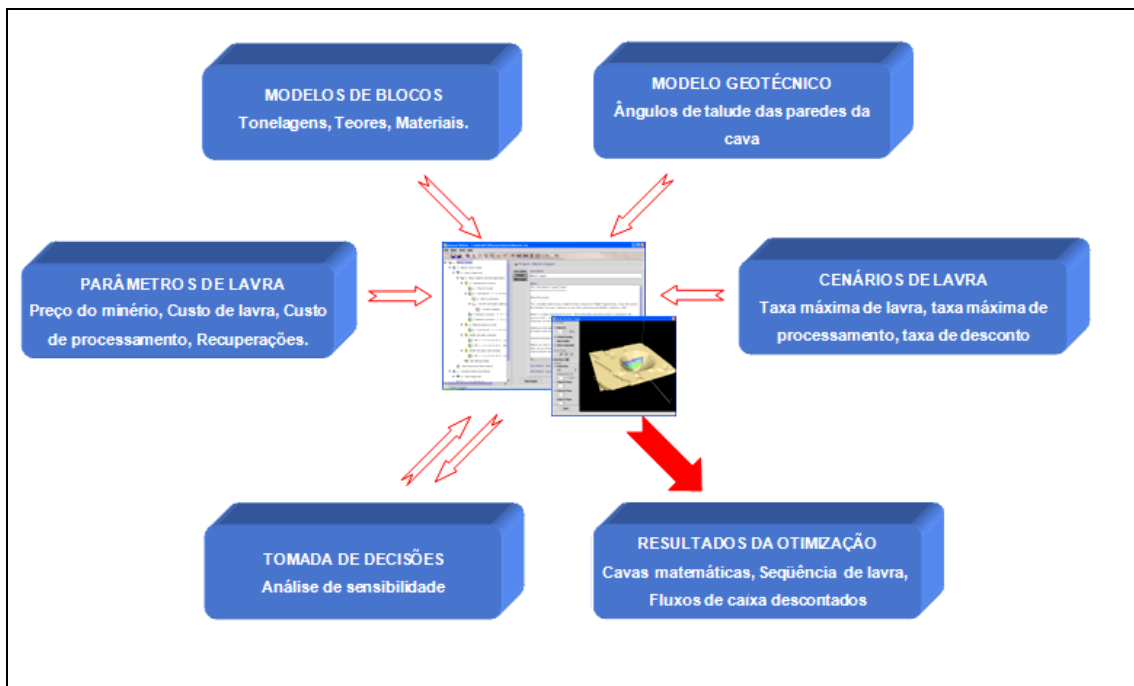


Figura 2.2- Etapa do processo de otimização da cava final bem com parâmetros de ingresso e seus resultados

2.3.3. Seqüenciamento da lavra

O seqüenciamento de lavra (planejamento tático) de lavra consiste em se desenvolver programas de produção que definem uma seqüência de lavra do recurso, decidindo-se como,

quando e onde serão lavradas as reservas contidas na cava, utilizando-se eficaz e eficientemente os recursos disponíveis da empresa e respeitando as restrições físicas, operacionais, ambientais e de segurança do projeto, e que permita alcançar os objetivos previamente fixados, segundo uma estratégia determinada em horizonte de médio e curto prazo (Ascarza et al, 2008). Portanto, no planejamento tático serão elaborados os planos de médio e curto prazo, bem como os seus seqüenciamentos. Nesta etapa é feita com o auxílio do software Whittle Four-X.

Capítulo 3: Revisão Bibliográfica

3.1. Introdução

Este capítulo aborda em síntese bibliográfica os principais aspectos mencionados nessa dissertação, sendo resumidamente, os seguintes: Conceituação e métodos de estimativas de reservas minerais; conceituação e tipos de planejamento, planejamento estratégico e planejamento tático na mineração bem como as ferramentas computacionais utilizadas no planejamento de lavra estratégico e tático; métodos principais de avaliação econômica de empreendimentos de mineração; principais aspectos envolvidos na definição da geometria final ótima de cava; principais aspectos e métodos envolvidos na programação e seqüenciamento de lavra.

3.2. Estimativas de Reservas

3.2.1. Generalidades;

Geralmente, existe um grande problema de como fazer a estimativa fidedigna de reservas minerais que é devida à complexidade no processo de formação do depósito geológico e conseqüentemente à complexidade da distribuição de teores na maioria dos depósitos. Infelizmente, na maioria dos depósitos minerais a distribuição de teores é muito complexa e são descritas em pequena escala, devido à escassez de amostras.

Além disto, na maioria dos casos, as informações não são suficientes para o conhecimento da gênese do minério de modo a permitir a determinação de uma aproximação da distribuição de teores neste depósito. Assim há muitas fontes de incertezas sobre os valores das variáveis geológicas que não são amostrados, por isso, é comum o uso de modelos probabilísticos que incorporam e administram estas incertezas justificando-as em uma distribuição de variáveis em uma ordem e um modelo espacial.

Quando os dados são abundantes, a maior parte dos métodos de interpolação produz valores semelhantes. A título de exemplo ocorre com os métodos tradicionais de interpolação espacial, os métodos da área de influência, dos triângulos, da média local das amostras e o método da distância inversa, bem como o das seções geológicas.

No caso de dados esparsos, os valores estimados ou interpolados podem variar de um método para outro. Mas independentemente se os dados são esparsos ou não, tais métodos possuem limitações na representação da variabilidade espacial, porque desconsideram a anisotropia e a continuidade do fenômeno que se quer observar. Além disso, deixam sem resposta algumas questões importantes, tais como:

- Qual o tamanho ideal do domínio ou da janela de estimativa?
- Que forma e orientação devem ter a janela para se obter uma boa estimativa?
- Existem outros modos para estimar os pesos além daqueles baseados em função de distâncias?
- Quais são os erros (incertezas) associados aos valores estimados?

Na realidade, as propriedades naturais da superfície terrestre são espacialmente contínuas, sendo restritivo descrevê-las através de simples funções matemáticas que não respondem as questões acima formuladas. Modelos inferenciais para este objetivo vêm sendo propostos.

Na geoestatística procura-se estudar ou inferir um modelo de variabilidade ou continuidade espacial destas propriedades. Este modelo pode ser levado em conta em um conjunto de diferentes métodos de estimativas conhecidos genericamente como krigagem. Os fundamentos da geoestatística e da krigagem estão embasados na teoria das variáveis regionalizadas, formalizada por Matheron (1971).

A krigagem é uma denominação empregada, pela primeira vez, por Matheron, G. (1965), em homenagem aos trabalhos do Engenheiro Sul-Africano Krige, D. (1951).

A tabela 3.1 apresenta de forma simplificada uma comparação entre métodos tradicionais e geoestatísticos em relação a diferentes aspectos que são ou não levados em consideração quando fazemos uma estimativa de reservas minerais.

Tabela 3.1- Aspectos comparativos dos métodos de estimativas de reservas

Métodos geoestatísticos	Métodos Convencionais
Os pesos são determinados a partir de uma análise de correlação espacial baseada no semivariograma. $P_i = f [g(h)]$	Os pesos são determinados meramente em função da distância. $P_i = f (d_i)$
Área de influência na interpolação é indicada pelo alcance variográfico	Raio de busca é arbitrário.
Modela anisotropia, isto é, detecta as direções de maior e menor variabilidade	Anisotropia é ignorada
Trata redundância (“Clusters”), isto é, atribui pesos adequados para agrupamentos de amostras.	Redundância é ignorada.

3.2.2. Métodos de estimativa de reservas.

Existem, na prática mineira, vários procedimentos empregados para a avaliação de reservas, amplamente descritos em livros textos de Pesquisa Mineral (Peten, (1978)) que costumam ser subdivididos em três grupos:

- Métodos Convencionais;
- Métodos Estatísticos;
- Métodos Geoestatísticos.

3.2.3. Métodos Convencionais

Os métodos convencionais ou clássicos são métodos que se baseiam fundamentalmente nos princípios de interpretação, os quais permitem a interpretação dos valores da variável de interesse entre dois pontos contíguos de amostragem.

Assim sendo, por meio desta interpretação podem-se determinar teores médios, aos quais são atribuídos aos blocos de cubagem. É interessante que, no caso dos métodos convencionais, a geometria dos blocos de cubagem é função da geometria dos pontos de amostragem, bem como do método utilizado.

Os métodos convencionais levam em consideração o aspecto espacial das amostras, e são enfatizados na sua maioria o conceito de área ou volume de influência, que comumente são determinados empiricamente com base em apreciações pessoais, ou ainda simplesmente de acordo com a disposição do espaçamento das amostras obtidas. Os métodos convencionais mais utilizados são:

- Área de influência;
- Polígonos;
- Seções Transversais;
- Triângulos;
- Inverso da Distância.

3.2.4. Métodos Estatísticos

Os métodos estatísticos surgiram para levar em conta a variabilidade ou dispersão da mineralização, os quais, através da teoria de probabilidades, permitem calcular o desvio cometido na avaliação.

3.2.5. Métodos Geoestatísticos

Os métodos geoestatísticos surgiram de modo a fundir o aspecto espacial (topológico) e o aspecto aleatório (probabilístico). Estes se baseiam na teoria das variáveis regionalizadas a

partir das quais é possível estudar a estrutura espacial que sem dúvida nenhuma tem influência no valor definitivo associado a cada ponto.

A krigagem ordinária ou normal é a denominação mais usual dos algoritmos de krigagem, uma família que cobre os estimadores não-estacionários (Krigagem simples, Krigagem universal, krigagem com deriva externa), o estimador das corregeionalizações (Co-Krigagem), o estimador de funções de distribuição de probabilidades, o estimador de variáveis categóricas para caracterização morfológica de corpos espaciais (Krigagem da Indicatriz) e os estimadores não-lineares (Krigagem MultiGaussiana e Krigagem Disjuntiva) considera a média como desconhecida e estima em qualquer ponto, exceto nos locais onde se dispõe de observações de campo, nos quais ela reproduz o valor medido; nos pontos de observação, o erro quadrático médio desaparece.

A krigagem ordinária é um estimador linear, isto é uma combinação linear de N variáveis vizinha que cumpre com dois critérios em relação ao erro de estimativa, isto é a condição de não-enviesamento e a variância de estimativa mínima do erro.

De acordo com Costa (1979), a geoestatística evoluiu da krigagem ordinária para vários outros métodos que foram como:

Krigagem Universal (Huijbregts e Matheron, 1970), Cokrigagem (David, 1977), Krigagem Lognormal (Journel e Huijbregts, 1978), projetadas para o cálculo do valor médio dentro do bloco;

Krigagem Disjuntiva (Matheron, 1976; Switzer e Parker, 1976), krigagem indicativa (Journel, 1983), Krigagem Multigaussiana (Verly, 1984), Krigagem Probabilística (Sullivan, 1984) e Krigagem Bigaussiana (Marcotte e David, 1985), Projetada para estimar a probabilidade de uma função de distribuição local dentro de um bloco.

Os métodos geoestatísticos baseados em krigagem foram principalmente utilizados nas indústrias de mineração, mais muitos trabalhos recentes tanto no campo teórico como na prática estão utilizando a krigagem isto é em indústrias como a de petróleo, silvicultura, ciências ambientais dentre outras áreas da engenharia.

Recentes contribuições para a estimação geoestatística revisam o problema de estimação que usam estruturas diferentes, como Krigagem Bayesiana (Pilz, 1994), Ajustes Convexos (Malinverno e Rossi, 1994) e Geoestatística Fuzzy (kacewicz).

Recentes pesquisas também investigam melhores técnicas ou métodos como a simulação estocástica tem sido experimentada para pedir, modelar e prever variáveis geológicas como teores, densidade ou espessura do mineiro (Rossi e Parker, 1994)

3.3. Planejamento estratégico e Planejamento tático

3.3.1. Conceituação e Tipos de Planejamento

(i) Definição de Planejamento

Steiner & Oliveira (2007), estabelece cinco dimensões para o planejamento cujos aspectos básicos são apresentados a seguir:

1ª dimensão: Corresponde ao assunto abordado, podendo ser a produção, pesquisa, novos produtos, finanças, marketing, instalações, etc.

2ª dimensão: Corresponde aos elementos do planejamento, entre os quais podemos citar: Propósitos, objetivos, estratégias, políticas, programas, orçamento, etc.

3ª dimensão: Corresponde a dimensão do tempo do planejamento, que pode ser longo médio e curto prazo.

4ª dimensão: Correspondem as unidades organizacionais onde o planejamento é elaborado, sendo que para esse caso pode-se ter planejamento corporativo, de unidades estratégicas de negócios, de subsidiárias, grupos funcionais, divisões, departamento, etc.

5ª dimensão: Corresponde as características do planejamento que podem ser representadas por complexidade ou simplicidade, qualidade ou quantidade, planejamento estratégico ou tático, confidencial ou público, econômico ou dispêndios, etc.

Steiner, apud Oliveira (2007), salienta que esses aspectos das dimensões não são mutuamente exclusivos e nem apresentam linhas democráticas muito claras. Portanto, as cinco dimensões supracitadas, permitem visualizar com amplitude o assunto Planejamento.

Como consequência, o planejamento pode ser conceituado como um processo considerando os aspectos abordados pelas cinco dimensões, acima citadas, desenvolvido para o alcance de uma situação futura desejada de um modo mais eficiente, eficaz e efetivo com a melhor concentração dos esforços e recursos pela empresa.

(ii) Tipos de Planejamento

Considerando grandes níveis hierárquicos podem-se distinguir três tipos de Planejamento: Planejamento estratégico, Planejamento tático, e Planejamento Operacional.

Assim sendo, passaremos a conceituar o planejamento estratégico, tático e operacional da seguinte maneira:

Planejamento Estratégico:

Refere-se à forma através da qual uma empresa pretende aplicar uma determinada estratégia para atingir os objetivos propostos. É geralmente um planejamento global e de longo prazo. É também um processo de decisão envolvendo definição dos objetivos da empresa quanto à seleção dos cursos de ação a serem seguidas por sua consecução, levando em conta condições externas e internas à empresa e sua evolução esperada. Também considera as premissas básicas que a empresa como um todo, deve respeitar para que o processo estratégico tenha coerência e sustentação decisória.

Planejamento Tático:

Tem como objetivo otimizar determinadas áreas da empreendimento e não a empresa como um todo, trabalha com decomposições de objetivos, estratégias e políticas estabelecidas no planejamento estratégico. A principal finalidade do planejamento tático é a utilização e eficiente dos recursos disponíveis para a consecução de objetivos previamente fixados segundo uma estratégia determinada, bem como as políticas de orientação para o processo decisório da empresa em horizonte de médio e curto prazo.

Planejamento Operacional:

Está relacionado com o controle cotidiano de execução das operações a partir do planejamento tático. Os planejamentos operacionais correspondem a um conjunto de partes homogêneas do planejamento tático. No nível operacional são decididos os programas detalhados da produção dos itens finais e componentes.

Entretanto, Oliveira (2007) afirma que:

“... o planejamento estratégico, de forma isolada, é insuficiente, uma vez que o estabelecimento de objetivos em longo prazo, bem como seu alcance , resulta numa situação nebulosa, pois não existem ações mais imediatas que operacionalizam o planejamento estratégico. A falta destes aspectos é suprida através de desenvolvimento e implantação dos planejamentos táticos e operacionais de forma integrada...”

Na tabela 3.2, são apresentadas as diferenças básicas entre os tipos de planejamento estratégico, tático e operacional.

Tabela 3.2- Comparação do Planejamento Estratégico, Tático e Operacional

Parâmetros	Planejamento Estratégico	Planejamento Tático	Planejamento Operacional
Prazos	Mais longo	Médio	Mais curto
Amplitudes	Mais ampla	Menos ampla	Mais restrito
Riscos	Menores	Intermediárias	Menor
Atividades	Finais e médias	Médias	Média
Flexibilidade	Menor	Intermediária	Maior

Fonte: Modificado de Ascarza, 2008

Planejamento de Mina a céu aberto.

Um Projeto de Mineração de mina é o conjunto de estudos necessários à implantação de uma indústria de mineração. Estes estudos abrangem especialidades da Engenharia de um modo geral, e a condução do Projeto de Mineração ao êxito objetivado é fortemente dependente da correção com que os referidos estudos forem realizados, dando a cada um deles a importância que o mesmo requeira (Curi, 2006).

Um dos problemas freqüentemente enfrentados pelos engenheiros de minas é a definição dos limites do corpo de minério assim como avaliar as quantidades e qualidades dos parâmetros de interesse. Existe uma série de métodos disponíveis para representar um dado corpo de minério. O método mais usado na atualidade é o método de representação em um modelo de blocos (Kim, 1978), discriminando o corpo mineral em um conjunto de pequenos blocos conceituais.

Sayadam & Yalcim (2002) comentam que a prática atual do planejamento de lavra começa com um modelo de blocos e envolve a tomada de decisão se um bloco do modelo deve ser lavrado ou não. Se for lavrado, quando será lavrado e uma vez lavrado então , quando deverá ser enviado ao processo. A resposta para cada um dos itens abordados , quando os combinamos dentro de um contexto global do modelo de blocos , define a progressão da cava e o fluxo de caixa resultante advindo das operações mineiras (Dagdalen, 2001).

Segundo Costa, apud Curi (2006), projetar ou planificar significa prever o futuro nos diversos estudos que visem a implantação de um projeto de mineração com grau de precisão necessária. Depois dos estudos de avaliação de reservas e com base nestes seguem-se os projetos de mineração a nível básico e detalhado. Para minas a céu aberto (cavas convencionais), o interesse imediato se reporta a definição do corte ótimo, através da parametrização. A maioria dos procedimentos capazes de gerar cava final otimizada produz também um plano seqüencial de lavra de curto, médio e longo prazo.

Lee, apud Hustrulid & Kuchta (2006), comenta que a fase de planejamento de um empreendimento normalmente envolve três estágios básicos nomeadamente: Estudo Conceitual,

Estudos Preliminares e Estudos de Viabilidade. A fase de planejamento do empreendimento culmina com a elaboração de um relatório de viabilidade, sendo as principais funções do relatório de viabilidade prever, através de uma estrutura compreensível, os fatos detalhados e comprovados concernentes ao projeto mineral, apresentar um esquema apropriado de como se desenvolverá a lavra, contendo projetos, desenhos, figuras e listagem dos recursos, com detalhamento de previsão de custos e resultados, e, conseqüentemente indicar a lucratividade do empreendimento. Os custos destes estudos variam substancialmente de acordo com o porte, natureza do empreendimento, tipos de estudos e pesquisas e números de alternativas a serem investigadas. Um fator importante que se deve considerar é que a reserva mínima de minério deve ser suficiente para suprir os anos de fluxo de caixa que estão projetados no relatório de viabilidade.

A figura 3.1 apresenta as fases e estágios de um empreendimento mineiro bem como mostra a capacidade de influencia dos custos de cada fase

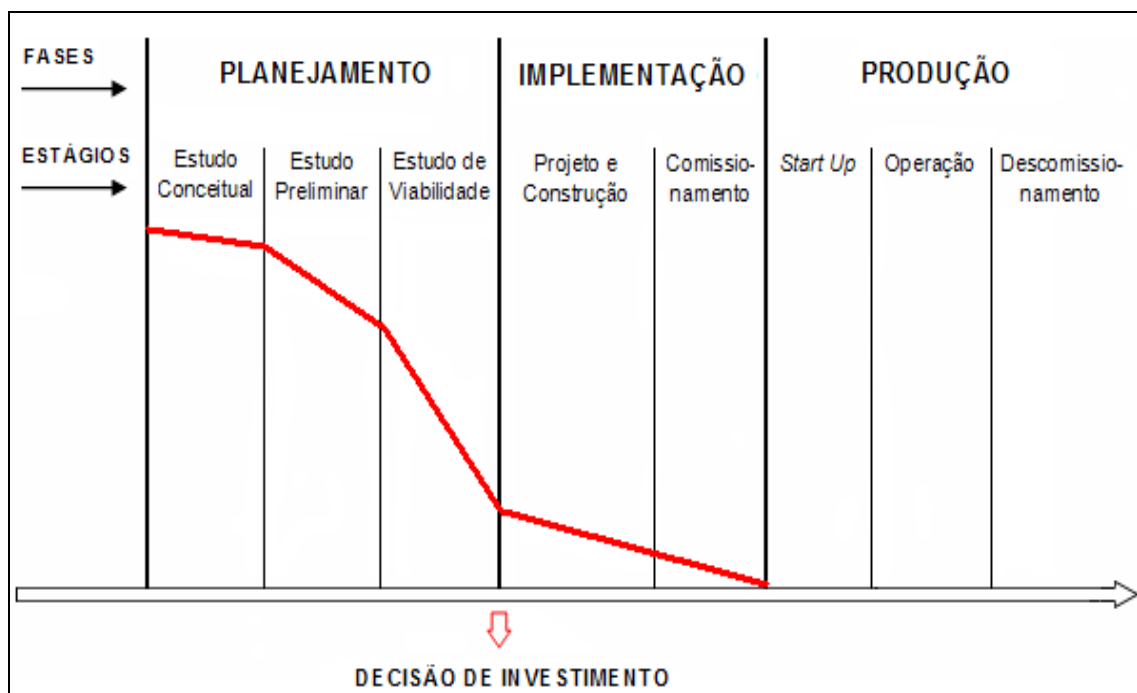


Figura 3.1 – Influência nos custos de cada fase de um empreendimento de mineração

Fonte: Modificado de Hustrulid & Kuchta, 2006.

Como se observa na figura 3.1, Lee, apud Hustrulid & Kuchta (2006), afirma que:

“... a fase de planejamento oferece as melhores oportunidades de minimizar o capital de investimento e os custos operacionais do projeto final e de maximizar a operacionalidade e lucratividade do empreendimento. Entretanto, o contrário também é verdadeiro, nenhuma outra fase do projeto é tão propícia a um desastre técnico ou financeiro como a fase do planejamento...”.

No estudo conceitual, existe uma oportunidade relativa e limitada de influência nos custos do projeto. À medida que as decisões corretas e/ou incorretas são tomadas, durante o planejamento, as oportunidades de influenciar nos custos do empreendimento diminuem.

A habilidade de influenciar nos custos do projeto diminui ainda mais quando novas decisões são tomadas durante o estágio inicial do projeto, na fase de implementação. No final desta fase não existe, praticamente, mais oportunidades de influenciar nos custos futuros. A chave do conceito de exploração mineral dirigida para benefícios, para os engenheiros, é simples:

$$\text{Benefício} = \text{receita} - \text{custos}$$

O preço do minério é comandado pelas leis de mercado da oferta e procura (demanda). Embora o desenvolvimento de novas tecnologias possa ser em princípio, responsabilidade da empresa mineradora, as novas tecnologias são rapidamente difundidas e a área mais interessada em desenvolver e pesquisar novas tecnologias, para tornar competitivo o seu minério, é a própria equipe de engenharia, que lida com a produção. Desta forma, o objetivo é buscar continuamente a redução de custos das operações, sem nunca se esquecer que uma nova tecnologia pode transformar o que é estéril hoje, no minério do amanhã.

Toda a análise para um empreendimento mineiro deve contemplar uma troca positiva no mercado, criando aumento da demanda para produtos minerais. Em resposta às velhas e novas demandas, recursos financeiros são aportados na pesquisa mineral resultando em descobertas de novos depósitos. Através de aumento de preço, reservas podem tornar-se atrativas, passando a economicamente viáveis.

Na fase de planejamento todos estes estudos econômicos já deverão estar concluídos. Ao mostrarem positivos passa-se à fase do desenvolvimento da mina para se estabelecer sua implementação e iniciar-se a fase de produção.

3.3.2. Planejamento de Lavra Estratégico e Tático

A indústria mineral tem categorizado tradicionalmente o planejamento de lavra a céu aberto por períodos, sendo estes os planejamentos em longo, médio e curto prazo. Outra terminologia também frequentemente utilizada em pesquisa operacional é o planejamento estratégico e o planejamento tático (tabela 3.3), sendo que o planejamento estratégico é definido pela alta administração, enquanto o tático é responsabilidade da gerência de cada departamento ou unidade da empresa.

Tabela 3.3- Horizontes temporal para os tipos de Planejamento de lavra

Tipos de Planejamento	Horizontes de Tempo (Períodos)
Planejamento Estratégico	Vida na Mina/Quinquenal
Planejamento Tático	Anual, Mensal/Trimestral
Planejamento Operacional	Semanal, diário/Turno

Camus (2003) tem defendido a importância do planejamento estratégico e tático na mineração: “Resumindo, o planejamento estratégico da mina se refere às decisões que determinam em grande parte o valor do empreendimento e, o planejamento tático da mina se refere às tarefas requeridas para alcançar realmente esse valor”. Ambos os tipos de planejamento são necessários, podem ser tratados e discutidos separadamente, mas não podem estar separados na prática.

Ainda Camus (2003) cristaliza o planejamento estratégico e tático em duas figuras. Primeiro, o planejamento estratégico e tático é parte de uma série contínua. O planejamento estratégico deve ser revisto anualmente em função dos mercados, modernidade e mudanças

tecnológicas (figura 3.2). Em segundo lugar, o planejamento estratégico determina o valor do negócio (figura 3.3).

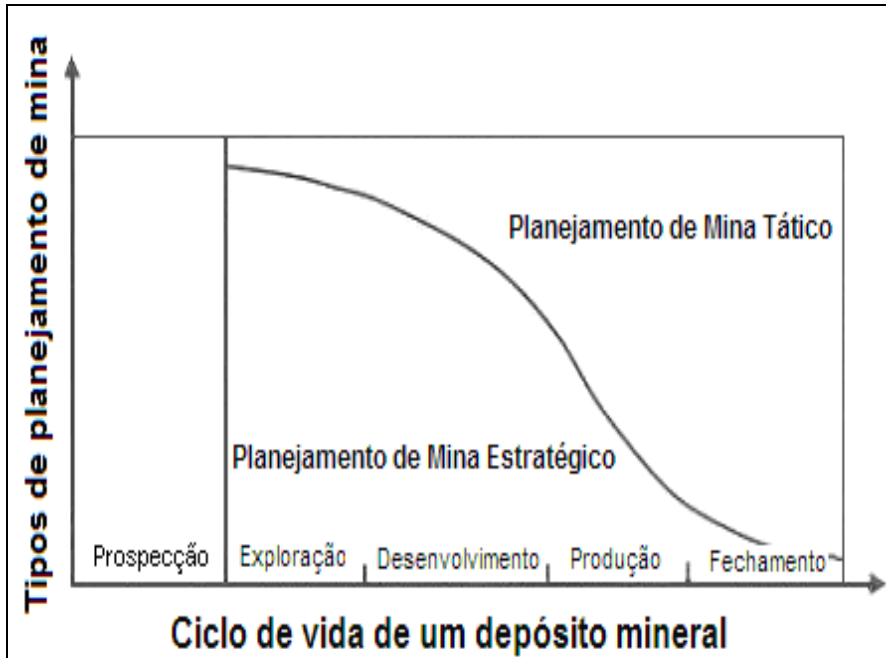


Figura 3.2 – Planejamento estratégico e tático no ciclo de vida da mina.

Fonte: Camus, 2003.

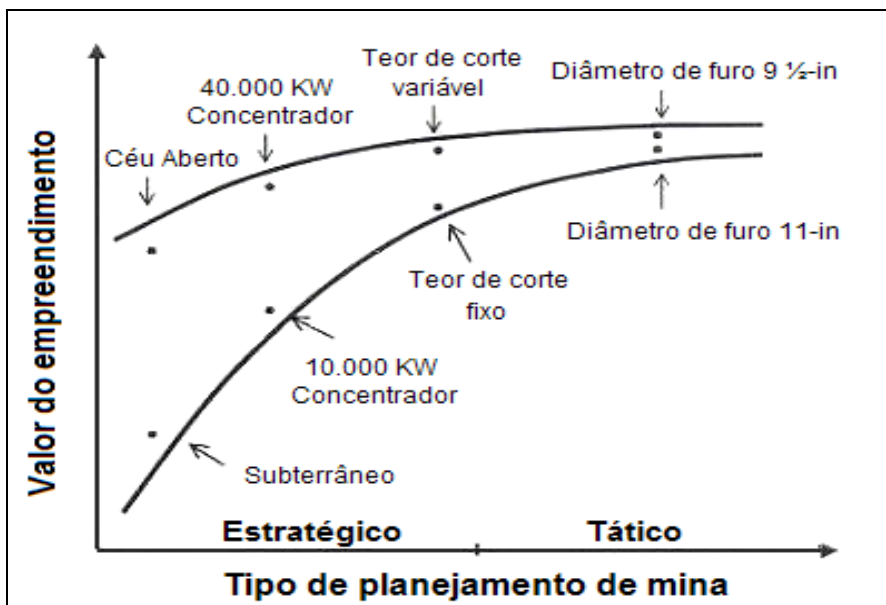


Figura 3.3 – Planejamento estratégico e tático.

Fonte: Camus, 2003.

O planejamento estratégico de minas a céu aberto é um processo de decisão que determina o valor do empreendimento, definindo as áreas de lavra economicamente viáveis e a seqüência em que os recursos devem ser aproveitados dentro dessas áreas, ou seja, define a geometria final ótima da cava e seqüência econômica de lavra de longo prazo (Ascarza et al, 2008).

Estas decisões requerem imaginações. No glossário do planejador estratégico estas decisões são: Os cenários, os conjuntos de idéias, as alternativas e as sinergias; levando em consideração a economia (Barber & Moore, 2007).

Nesta etapa cabe também análise de sensibilidade e análises de risco para as variáveis mais relevantes do projeto em relação às mudanças das condições externas e internas como: variação do preço dos minérios, variação nos custos, variações nos teores/reservas, recuperação metalúrgica, ângulos geotécnicos de talude, etc.

Um exemplo do processo de decisão envolvendo definição dos objetivos da empresa no planejamento de lavra estratégico é apresentado na figura 3.4. Onde se observam as mudanças nos fluxo de caixa descontado (VPL) e a reserva da mina em função dos objetivos corporativos adotados pela empresa como critérios de avaliação para a definição da geometria final ótima da cava. Dois cenários são apresentados. Para o primeiro cenário o objetivo da empresa é maximizar o VPL, e enquanto que para outro, o objetivo da empresa é que os custos de produção não superem os US\$ 225/oz.

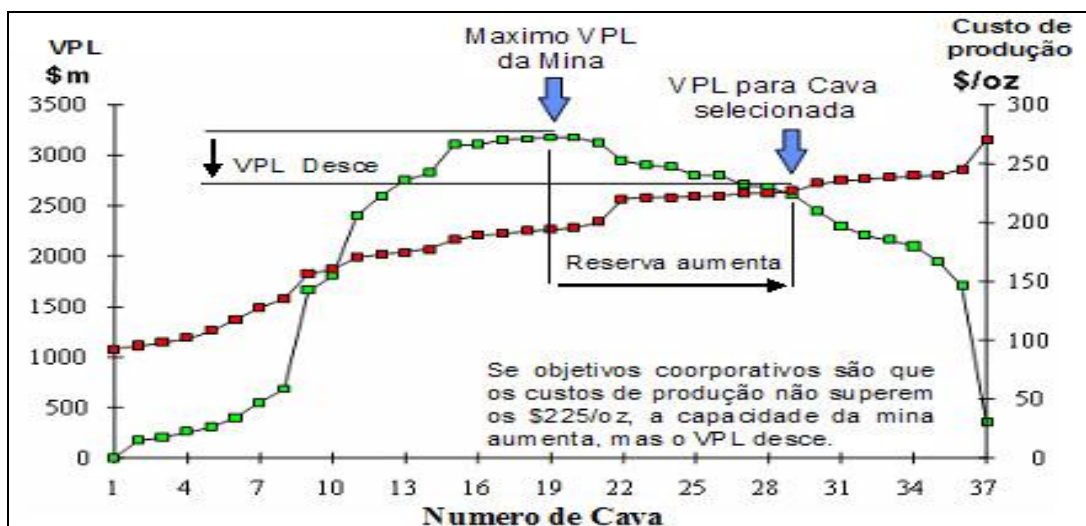


Figura 3.4– Processo de decisão para diferentes objetivos da empresa.

Fonte: Kelly, 2007.

O planejamento de lavra tático é a subdivisão do planejamento de lavra estratégico em unidades semi-autônomas, e cada unidade terá uma estratégia. Na elaboração do planejamento de lavra tático, geralmente encontram-se dificuldades de ordem prática, uma vez que é necessário definir objetivos mais de curto prazo, que sejam partições dos objetivos de longo prazo, a fim de que a consecução dos primeiros possa levar à concretização dos últimos.

Portanto, o planejamento de lavra tático consiste em se desenvolver programas de produção que definem uma seqüência de lavra do recurso, decidindo-se como, quando e onde serão lavradas as reservas contidas na cava, utilizando-se eficaz e eficientemente os recursos disponíveis da empresa e respeitando as restrições físicas, operacionais, ambientais e de segurança do projeto, e que permita alcançar os objetivos previamente fixados, segundo uma estratégia determinada em horizonte de médio e curto prazo (Ascarza et al., 2008).

Um exemplo comum no planejamento tático seria de, lavar uma bancada antes da seqüência prevista pelo programa de produção. A lavra desta bancada poderia ser considerada como uma solução boa a um problema de curto prazo. Mas, as razões subjacentes para que esta bancada estar indisponível para a lavra devem ser entendidas. O risco de acontecer um problema similar deve ser determinado e analisado se esta mudança terá impacto nos objetivos de longo prazo da mina. Se assim for, o plano estratégico deve ser atualizado.

Ambos os tipos de planejamento confiam-se num modelo geológico que seja representativo do depósito mineral. O planejamento construído num modelo geológico pobre, não se trata de planejamento, e sim, de ficção.

3.4. Métodos de Avaliação Econômica de Projetos de Mineração

Segundo Suslick, et al. (2001), a avaliação econômica de empreendimentos de mineração por ser entendida como um processo dinâmico e interativo de identificação da viabilidade econômica, que envolve investimentos (capital) e o processo de tomada de decisão.

Assim sendo, a avaliação econômica de projetos de investimento tem por objetivo fundamental prever um elemento quantitativo muito importante para a tomada de decisões. A

decisão de se investir deve ser tomada baseada em uma análise ampla, em que se consideram os aspectos técnico, econômico, financeiro, de risco e intangíveis (fatores não quantificáveis, tais como: Instabilidade política, regras econômicas claras, opinião pública, meio ambiente, etc.

Por outro lado, Girodo & Pinto (2006) afirmam que, a maioria das decisões financeiras em geral, e na área mineral em particular:

“... são embasadas no conceito de fluxo de caixa descontado o valor presente líquido dos fluxos de caixa, gerados pelo projeto, após a fixação da taxa interna de retorno avaliada após da taxa de correspondem a parâmetros que suportam tomadas de decisão de ir avante o projeto. Isto posto, a construção do modelo econômico-financeiro apropriado o entendimento de conceitos de contabilidade, legislação fiscal e do denominado valor do dinheiro no tempo ou fluxos de caixa descontados...”.

Ainda a construção de um modelo relevante requer do conhecimento da estrutura do projeto que se está estudando, a tecnologia e dos custos envolvidos, de informações concernentes ao mercado do que se está produzindo etc. A indústria mineral envolve geralmente um longo período de maturação e um grande esforço para seu projeto e implementação, e assim, o entendimento do desenvolvimento temporal de todas as ações e fluxos monetários é essencial. Como não se pode conhecer o futuro com precisão, os modelos sempre apresentam discrepâncias com a realidade.

Um modelo de investimento próximo da realidade serve como base para a análise de FC, comparar as alternativas econômicas para selecionar aquela mais rentável entre as apresentadas, após o estudo de sensibilidade e análise de riscos para tomada de decisões diversas.

3.4.1. Principais Variáveis Utilizadas na Avaliação Econômica

A avaliação das jazidas minerais envolve um grande número de variáveis, sendo que os fatores mais importantes são os seguintes:

- Vida útil da mina, que depende das reservas dimensionadas e do nível de produção;

- Custos iniciais, incluindo as despesas de equipamentos para os setores de lavra e beneficiamento, as substituições, etc;
- Receitas anuais, resultantes das vendas do material produzido;
- Custos anuais de produção, transporte, administração, comercialização e reabilitação ambiental;
- Imposto de renda a ser pago ao longo da exploração da mina;
- Capital de giro;
- Condições de financiamento conseguidas.

Calculo do Fluxo de Caixa

Entende-se como fluxo de caixa a diferença entre as entradas e as saídas de caixa, associada a um projeto ou empreendimento, durante um determinado período de tempo. Para efeito de avaliação econômica, é normalmente utilizado como unidade de tempo o período de um ano. Portanto, a composição e o cálculo do fluxo de caixa deverão ser procedidos para cada ano da vida útil do projeto, de acordo com a seguinte equação:

$$\text{Fluxo De Caixa} = \text{Entrada De Caixa} - \text{Saída De Caixa}$$

Composição do Fluxo de Caixa

Apesar do fluxo de caixa corresponder, geralmente, ao período de um ano do empreendimento, é comum se chamar de “fluxo de caixa do projeto” ao conjunto de fluxos que englobam toda a vida do empreendimento e, então, aplicar as técnicas de avaliação econômica.

Cada período do fluxo de caixa pode apresentar resultados positivos ou negativos. Geralmente nos projetos de implantação, os períodos iniciais podem ser negativos, pois é fase de investimentos e maturação. Assim que se iniciam as vendas, os fluxos são geralmente positivos, embora possam ocorrer períodos negativos nos casos de expansão do projeto, modificação e substituição de equipamentos ou instalação de aparelhos para controle ambiental.

Estão relacionadas, a seguir, as entradas e saídas de um fluxo de caixa típico de um empreendimento mineral.

ENTRADAS:

- Receita pela venda de minério, concentrado, metal ou outro tipo de produto mineral;
- Valor recuperado pela venda de equipamentos usados;
- Retorno do capital de giro no fim da vida útil do empreendimento;
- Outras receitas não operacionais.

SAÍDAS:

- Despesas com aquisição de direitos minerários, royalties ou arrendamentos;
- Despesas com desenvolvimento da lavra (preparação para início da produção);
- Investimentos para implantação da mina e usina de tratamento (máquinas, equipamentos, obras de engenharia etc);
- Investimento de capital de giro (recursos para fazer face aos estoques e despesas em geral, principalmente na fase inicial de operação);
- Custos operacionais de lavra e tratamento (matérias-primas, água, energia, manutenção de máquinas e equipamentos, salários, encargos sociais, despesas administrativas etc);
- Impostos sobre a renda e circulação de mercadorias, compensação financeira, COFINS, taxas e outros tributos.

Suriel, apud. Hustrulid & Kuchta (2006), subdividiu a vida útil da mina em dois períodos principais:

Período de pré-produção: considera o período em que o depósito está sob pesquisa detalhada, aquisição e negociação de áreas, desenvolvimento de mina e de infraestrutura.

Período de produção: Corresponde a toda atividade na fase de exploração do minério.

Conforme acima definido, o fluxo de caixa corresponde à diferença entre as entradas e saídas de caixa que, de maneira resumida, podem ser relacionadas e calculadas conforme indicado a seguir.

1. Investimentos

- Capital Fixo
- Obras de Engenharia
- Pesquisa e Desenvolvimento
- Capital de Giro

2. Receitas

- Operacionais
- Não Operacionais

3. Taxas e Tributos Sobre o Faturamento

4. Custos Operacionais

5. Renda Líquida ($5=2-3-4$)

6. Depreciação/Amortização

7. Renda Tributável ($7=5-6$)

8. Contribuição Sobre o Lucro ($8=7 \times \text{Alíquota}$)

9. Imposto de Renda ($9=7 \times \text{Alíquota}$)

10. Lucro Após o Imposto de Renda ($10=5-8-9$)

11. Fluxo de Caixa ($11=10+6-1$)

As estimativas de fluxo de caixa devem incluir todos os dados econômicos associados a um projeto, durante toda sua vida útil, iniciando no momento de sua implantação e estendendo-se pelos períodos futuros.

Os fluxos de caixa para os anos mais recentes são mais importantes economicamente do que os dos períodos futuros a 10, 15 ou mais anos, devido ao valor do dinheiro no tempo (ver conceito na seção seguinte). Por esta razão, não é recomendável a elaboração de fluxos de caixa para períodos superiores a 30 anos, considerando os valores equivalentes, em relação ao ano de início da implantação do projeto, passam a ser desprezíveis, por se aproximarem de zero.

Os dados de entradas e saídas do fluxo de caixa (descritos anteriormente), após calculados para cada ano, representam valores que só serão efetivados no decorrer da vida útil do empreendimento. Dessa forma, a avaliação econômica dos resultados alcançados deverá levar em consideração essa realidade, mediante a utilização do conceito de valor do dinheiro no tempo (Ferreira & Andrade, 2004).

3.4.2. Principais indicadores de Rentabilidade de um Projeto

A respeito da avaliação econômica, existem diferentes métodos que podem ser classificados em dois grandes grupos, levando-se em conta o valor tempo do dinheiro: métodos estáticos e métodos dinâmicos (Souza & Clemente, (2008)).

Os métodos estáticos se caracterizam por não levar em consideração o fator tempo. Isso quer dizer que para estes métodos, o momento em que se produz o FC (positivo ou negativo) é irrelevante, somente leva em consideração a quantidade desse FC. Dentro deste grupo os mais importantes são: período de recuperação do investimento (payback time) e custo anual equivalente.

Os métodos dinâmicos se caracterizam por levar em consideração o momento em que se produz o FC. O dado mede a desvalorização do dinheiro, a conseqüência da espera, a característica geral que apresentam os critérios com atualização e a introdução do conceito de juros. Atualmente os métodos dinâmicos são os mais utilizados sendo que os mais importantes estão listados a seguir:

a) Valor Presente Líquido (VPL)

No método do valor presente calcula-se o valor presente do FC, com o uso da taxa mínima de atratividade (TMA); se este valor for positivo, a proposta de investimento é atrativa. O VPL de um FC indica a diferença entre o valor presente das quantias futuras envolvidas e o investimento inicial. VPL positivo significa que as quantias futuras, descontadas à TMA, superam o investimento necessário o que torna a proposta atrativa.

Por outro lado, um valor presente negativo significa que se está investindo mais do que se irá obter, o que é indesejável; em outras palavras, a mesma quantia, se fosse investida à TMA, renderia mais do que no projeto em questão.

Conclui-se que o valor presente das quantias futuras de um FC é igual ao máximo investimento que se estará disposto a fazer para obtê-las.

b) Índice de Valor Atual (IVA)

O IVA é um indicador semelhante ao VPL. Pode-se defini-lo como o quociente entre o valor presente das entradas e o valor absoluto presente das saídas, descontados ambos a dada taxa.

Neste caso o critério de decisão é aceitar todos os projetos que, descontados a uma dada taxa, apresentam um índice superior ou igual a 1. É evidente que aqueles projetos que apresentam um índice menor que 1 devem ser rejeitados, pois não cobrem o custo de capital da empresa.

c) Taxa Interna de Retorno (TIR)

A TIR é a taxa de desconto que torna nulo o VPL do investimento.

A determinação da TIR, no caso mais geral, envolve encontrar-se a raiz de uma equação de grau superior a dois. Por esse motivo é que a determinação da TIR é trabalhosa. Na prática esta determinação é feita graficamente ou por aproximações sucessivas, isto é, determina-se um intervalo de taxas que contenha um VPL positivo e outro negativo e fazem-se aproximações lineares sucessivas para se determinar a TIR com certa aproximação.

3.4.3. Análise de Sensibilidade e Análise de Risco.

i) Análise de Sensibilidade

A análise de sensibilidade permite verificar o comportamento das variáveis de entrada no FC e seu impacto nas taxas de retorno do projeto ou valor da jazida. Nesse estágio é possível verificar o intervalo de valores que uma determinada variável, denominada pelos analistas de variável estratégica ou crítica do projeto, pode assumir para torná-lo economicamente viável (Suslick et al. , 2001).

Em qualquer processo de tomada de decisão sempre existirá risco, pois esta envolve projeções de eventos econômicos futuros. Portanto, para se analisar os riscos envolvidos nos projetos de investimento são utilizados diferentes metodologias, sendo a Análise de Sensibilidade uma das mais importantes.

Nas análises de sensibilidade são avaliados os efeitos de uma variação no valor de algum dos parâmetros ou variáveis (investimentos, custos de operação, preço do minério, reserva, teores, etc.) sobre os diferentes índices que medem a rentabilidade do projeto (VPL, TIR etc.).

Estas análises permitem também identificar aquelas variáveis que têm um maior impacto no resultado, frente a distintos graus de erro em sua estimativa, ajudando a decidir acerca da conveniência de se realizar estudos mais profundos dessas variáveis críticas, com o objetivo de melhorar as estimativas, reduzir o grau de risco por erros, ou buscar outra estratégia de atuação. Dependendo do número de variáveis que são modificadas simultaneamente, as análises de sensibilidade classificam-se em unidimensionais e multidimensionais.

Nas análises unidimensionais modifica-se somente uma variável, mantendo-se as demais constantes. Nas análises multidimensionais examinam-se os efeitos sobre um critério econômico tendo a mudança simultânea de duas ou mais variáveis significativas.

ii) Análise de Risco

Na prática habitual as análises econômicas são realizadas supondo-se que os valores de todas as variáveis são conhecidos com certeza, e levam em consideração o risco e a incerteza de uma forma intuitiva, não quantificada, confiando na experiência, na formação e no critério do avaliador. Mas se sabe que nos projetos de mineração nunca existe a certeza absoluta e são numerosos os fatores que aportam uma incerteza considerável.

A aplicação de modelos probabilísticos na análise de projetos de investimento proporciona uma forma mais rigorosa de proceder e, em consequência, uma base mais confiável para a tomada de decisões.

Na análise de risco de um projeto de investimento no setor mineral as fontes de incertezas, e que atuam como variáveis aleatórias são possíveis de serem divididas segundo sua origem em três grupos: vinculadas ao depósito ou à jazida, vinculadas à operação mineira, vinculadas ao mercado e contexto exterior (Bustillo et al, 1997). Os dois primeiros grupos podem ser classificados como fontes internas de incerteza e o terceiro grupo como fonte externa.

3.5. Definição da geometria da cava final

A determinação dos limites da cava final de qualquer projeto de mineração é um dos maiores desafios que o mesmo deve merecer. Tais limites precisam ser definidos já no início dos trabalhos de planejamento de lavra e devem ser reconsiderados, novamente e rotineiramente, durante toda a vida útil da mina.

A definição da geometria final ótima da cava de uma mina a céu aberto é um elemento importante para alcançar a realização com sucesso do empreendimento no cenário atual, altamente competitivo.

Nas últimas décadas diferentes algoritmos foram desenvolvidos com o objetivo de encontrar a geometria final ótima da cava de uma mina a céu aberto. Praticamente a totalidade dos

algoritmos utilizados na otimização de uma exploração a céu aberto trabalha sobre um modelo de mineralização constituído inicialmente por um bloco tridimensional suficientemente grande para englobar toda a área da jazida (figura 3.5). Este bloco é subdividido em outros blocos menores aos quais são atribuídos valores estimados para cada um deles. Estes valores são quase sempre, o benefício ou o lucro que se obtém com a extração e tratamento do minério presente nos blocos (Bustillo et al, 1997).

Existem alguns autores que consideram que o único desenho de interesse é aquele que maximiza a quantidade de metal, sendo o teor o valor que se deve considerar em cada bloco, em lugar do lucro líquido. Qualquer que seja o tipo do valor que se atribua ao bloco, este será proveniente dos valores dos teores médios dos blocos, por conseguinte, o fator base na definição será o teor do mineral contido no bloco.

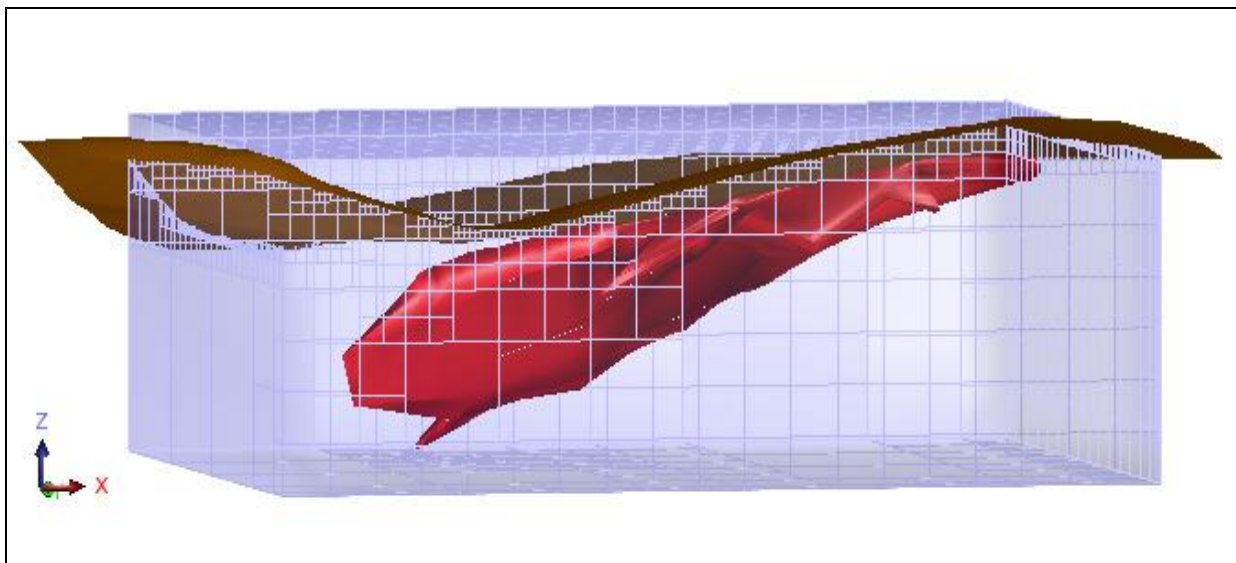


Figura 3.5 – Modelo de blocos tridimensional envolvendo toda a área da jazida.

A geometria final ótima da cava ou também denominada cava ótima, tem como principal objetivo a maximização da função benefício adotada como critério de avaliação econômica, isto é, o limite econômico final ótimo fica definido pelo contorno que é resultado da extração de um conjunto de blocos que maximiza o lucro da mina, satisfazendo os requerimentos operacionais, ambientais e de segurança das paredes da cava.

Noronha & Gripp (2006) comentam que da geometria final ótima:

“... Apesar de ser chamado de cava final, o que sugere um estudo definitivo, o projeto é dinâmico, pois é influenciado pelo grau de informação (conhecimento geológico), iteração de parâmetros geotécnicos (ângulo de talude), variações de parâmetros econômicos e financeiros (custo, preço de venda, variação cambial, oportunidade, etc.), aspectos tecnológicos (aproveitamento de materiais mais pobres) e ambientais (preservação de marco histórico, área de influência com a comunidade, etc.)...”.

3.5.1. Função Benefício

O benefício final para cada bloco tecnológico de lavra é obtido pela diferença entre a receita operacional do bloco menos o custo operacional total do mesmo. Em outras palavras, o benefício de um bloco é a diferença entre o seu valor “in situ” e o total dos gastos com lavra, transporte, beneficiamento do minério, disposição de estéril, estocagem, comercialização, etc.

Para a definição da função benefício é de um empreendimento de mineração, deve-se determinar aos seguintes parâmetros:

a) Definição das dimensões dos blocos

A influência do tamanho dos blocos no processo de otimização é, sem dúvida, o fator chave no processo. A definição de um tamanho grande para os blocos possui indubitável vantagem, ou seja, a diminuição do tempo requerido para gerar a otimização, mas também possui uma clara desvantagem, a perda de definição no teor (e, portanto, no benefício) dentro do corpo mineralizado.

A maior restrição no tamanho dos blocos é determinada pela quantidade de dados existentes para estimar o teor do bloco. Em geral, pode-se afirmar que, para certo conjunto de

dados (por exemplo, sondagem), quanto menor for o tamanho do bloco, maior será o erro na estimativa do teor e, conseqüentemente, menor será a validade do modelo de benefícios que se aplica na otimização.

Geralmente, as dimensões dos blocos devem limitar-se ao tamanho da malha de sondagem, pois blocos de menor tamanho não proporcionam a estimativa adequada que permite gerar o correspondente modelo de teor/benefício na qual se baseia a estimativa. Assim, para um dado método de estimativa, os erros na estimativa podem resumir-se nos seguintes fatores: A quantidade dos dados, localização e o tamanho de blocos a estimar. Dowd (1994) define estes parâmetros como efeito da informação e efeito do suporte, respectivamente. Segundo Dowd (1994), há uma notável diferença no valor final da cava quando se utiliza tamanhos diferentes de malha de sondagem como base para estabelecer o desenho na otimização. Esta diferença pode chegara alcançar 40% do valor total da exploração a céu aberto.

b) Definição dos teores dos blocos

A estimativa dos teores que se atribuirá para cada bloco pode ser realizada por meio de qualquer dos três métodos seguintes: Geoestatística (Krigagem, cokrigagem, etc.), Inverso do quadrado da distância, e Métodos dos polígonos ou áreas de influência.

Depois de se estabelecer o método que melhor se adapta à jazida, e procedido a estimativa, se terá definido todo o conjunto de blocos, cada um com seus teores médios estimados correspondentes.

c) Definição do valor econômico dos blocos

Toda otimização de uma cava pretende maximizar o valor total da cava pelo maior período possível, sendo este o maior desafio do planejamento.

Encontrar uma coleção de blocos que forneçam o valor máximo possível, observando-se as restrições impostas pelo projeto. Desta maneira o valor econômico de cada bloco é de fundamental importância no planejamento da lavra.

Uma vez estimados todos os teores dos blocos, se calcula o valor econômico para cada um deles, dando um valor para cada bloco.

Cada bloco dentro do domínio pode ser caracterizado por:

- **Receita(R):** Valor da porção recuperável e vendável do bloco;
- **Custos Diretos (CD):** Custo que podem ser atribuídos diretamente ao bloco; (ex. Custos de perfuração, desmonte, carregamento e transporte);
- **Custos indiretos (CI):** Custos totais que não podem ser alocados individualmente a cada bloco, tais custos dependem do tempo (Salários, custos de pesquisa manutenção).

Considerando-se estes parâmetros de custos, o valor econômico do bloco (VEB) pode ser definido como:

$$\text{VEB} = R - \text{CD}$$

Na equação acima, é possível notar que o lucro ou prejuízo não é contemplado no valor econômico do bloco. Para se determinar o lucro ou prejuízo total é necessário também considerar os custos indiretos (CI), associado a cada bloco, isto subtraindo os custos indiretos do somatório dos valores econômicos dos blocos.

Blocos de estéril de uma mina sempre representam VEB negativos, pois o resultado destes não apresenta nenhuma receita. Blocos de minério e blocos contendo minério e estéril podem apresentar VEB maior, igual ou menor que zero, dependendo da quantidade e qualidade do material neles contido e blocos no ar sempre tem VEB igual a zero.

Para se alcançar este máximo há que se considerar as restrições existentes pela análise de estabilidade de taludes através da geotécnica, o método de lavra indicado (no caso de mina em operação), restrições físicas através de áreas de preservação permanente, ações de recuperação ambiental e interesse da comunidade.

3.5.2. Critérios de avaliação para a definição da geometria da cava final

Existem numerosos critérios de avaliação que podem ser considerados para definir o limite econômico final da cava que dependem geralmente dos objetivos de cada empresa ou projeto, dentre os quais, os mais utilizados são:

- Maximizar o lucro da mina;
- Maximizar a vida da mina;
- Maximizar o conteúdo de metal da mina;
- Minimizar os custos de produção;
- Definir escalas de produção;
- Políticas de risco.

A maximização do lucro total da mina (máximo VPL) é o critério de avaliação, mais utilizado quando se tem que definir o limite econômico final da cava de uma mina a céu aberto.

3.5.3. Métodos para definição da geometria final da Cava

Existem diversos algoritmos que foram desenvolvidos com o objetivo de alcançar a configuração final da cava ótima. Os métodos mais conhecidos e universalmente empregados pela indústria mineral são: Cones flutuantes (Pana & Carlson 1966, Lemieux 1979), Algoritmo de Lerchs-Grossmann (ALG) (Lerchs & Grossmann, 1965) e Parametrização Técnica de Reservas (Matheron, 1975; François-Borgarçon & Guibal 1982).

(i) Método do cone flutuante

Um dos métodos mais populares e diretos para determinar a configuração final da cava é a técnica conhecida como cones flutuantes (Pana & Carlson 1966, Lemieux 1979).

Consiste no estudo econômico de blocos minério e estéril que caem dentro de um cone invertido, o qual se move sistematicamente através de uma matriz, com o vértice do cone ocupando, sucessivamente, os centros dos blocos. A premissa básica do trabalho é que os benefícios líquidos

obtidos pela lavra do minério que se encontra dentro do cone devem superar os gastos de extrair o estéril existente no dito cone.

Os cones individualmente podem não ser econômicos, mas quando dois ou mais cones se sobrepõem, existe parte importante do estéril que é compartilhada pelos diversos cones, o que gera uma mudança no status econômico. O desenvolvimento do método é detalhado através de um exemplo.

Um incremento de extração consiste em todos os blocos de material a serem removidos do modelo para se extrair outro bloco determinado na base. Os blocos têm que ser removidos de modo que se adaptem ao desenho da cava. O ângulo geral do talude do desenho se aproxima na forma do incremento de extração, tal como mostrado na figura 3.6.

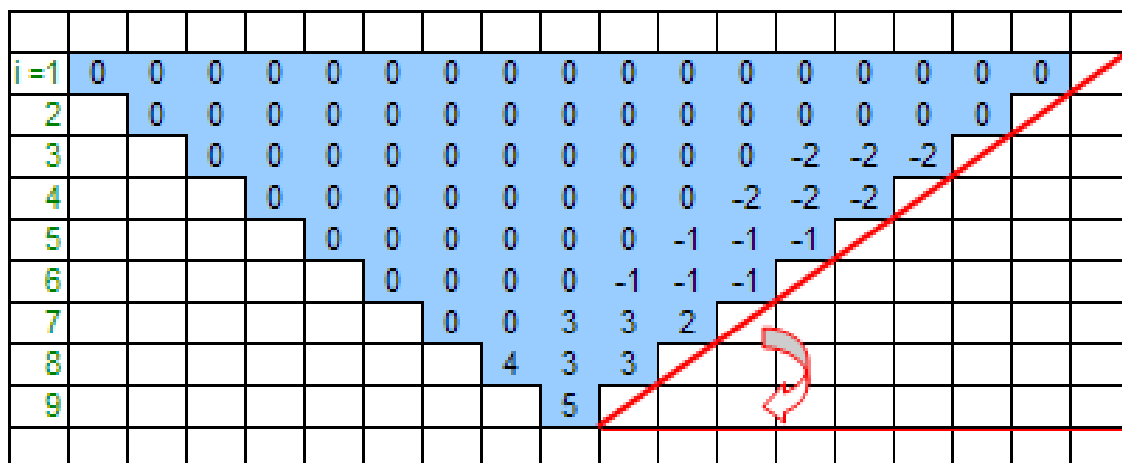


Figura 3.6– Cone flutuante construído por blocos aproximando-se ao ângulo do talude.

Fonte: Calder, 2002.

(ii) Método do cone flutuante tridimensional

O procedimento de busca é como o descrito anteriormente para o caso de duas dimensões, com variante que o modelo de blocos e o cone são tridimensionais.

O incremento de extração consiste em todos os blocos de material que têm que ser removidos para extrair um determinado bloco na base. Pelas limitações do ângulo máximo do

talude e, devido a que todo o material por cima de um determinado bloco tem que ser removido antes que este bloco seja extraído, o incremento de extração toma a forma de um cone tridimensional.

O incremento de extração pode ser obtido utilizando blocos a partir de uma matriz tridimensional, utilizando um bloco como base do cone. A determinação do limite da cava, utilizando a técnica do cone flutuante, constitui uma otimização da matriz de benefício.

Os critérios de desenho que se tem que considerar ao determinar o limite final da cava inclui:

- ângulos de taludes finais,
- tamanho da praça mínima de trabalho,
- limites da propriedade e,
- análise econômica do valor do minério.

O método do cone flutuante utiliza estes quatro critérios de desenho para determinar o limite final da cava. O valor de todo o minério dentro do limite final da cava, tem que respaldar a extração de estéril que se encontra dentro do mesmo.

Em outras palavras, o valor positivo total ou o benefício dos blocos de minério extraídos, devem equivaler ao valor negativo ou ao custo de extração dos blocos de estéril dentro do limite final da cava. Um bloco de minério somente pode respaldar a extração de blocos de estéril que se tem que remover para liberá-lo, e não se pode utilizar para compensar o custo de extração de estéril que se encontra ao lado ou por baixo dele.

Ao utilizar este método, os limites da cava se expandem em todas as direções até que todo o minério, que possa respaldar ao material estéril localizado por cima, seja incluído na cava. Isto gera o benefício máximo da jazida, embora não se tenham cumprido os outros critérios de desenho da cava. O ângulo máximo de talude da cava se utiliza para determinar os blocos de material (estéril ou minério), que estão por cima de um bloco de minério, que tem que ser removidos antes de extrair o bloco de minério.

(iii) Algoritmo de Lerchs e Grossmann 2-D

Lerchs & Grossmann (1965), desenvolveram um algoritmo matemático exato para determinar o limite final ótimo da cava, utilizando procedimentos de programação dinâmica em duas dimensões. Este algoritmo garante conseguir o maior benefício possível da exploração. Implementando-se facilmente numa planilha de cálculo.

(iv) Algoritmo de Lerchs-Grossmann 3-D

Este algoritmo proposto por Lerchs & Grossmann em 1965 é baseado no método da teoria dos grafos e garante encontrar o desenho ótimo de exploração da cava em três dimensões, à margem da morfologia dos blocos utilizados na otimização econômica.

O método de trabalho do ALG 3-D considera os valores econômicos dos blocos e o conceito de arco estrutural. Um arco estrutural de um bloco A até um bloco B significa que se quer extrair o bloco A, é necessário extrair previamente o bloco B, para deixar descoberto o bloco A, e não necessariamente vice-versa. Estes dois conceitos permitem obter o valor mais alto da lavra, economicamente, e com isso se define o desenho ótimo da cava, não podendo existir outro desenho que produza um valor maior.

O método leva em conta dois tipos de informação. A primeira está relacionada com a inclinação dos taludes de lavra, dado imprescindível para poder estabelecer os correspondentes arcos estruturais, pois um talude de 45° gera três arcos estruturais para a extração de cada bloco (se este é de caráter cúbico), enquanto que para um talude de 30° , se necessitará de um número maior de arcos estruturais para a extração de um bloco, e, portanto, um número maior de blocos a serem extraídos para atender as restrições geotécnicas.

O segundo tipo de informação consiste no VEB, pois se é estéril este valor será negativo (custo de desmonte, carregamento e transporte a pilha de estéril), enquanto se é um bloco mineralizado (minério) terá um valor positivo, fruto do valor da mineralização menos os custos de lavra e tratamento. Por último, os blocos situados no ar possuem valor zero. É importante levar em

conta este tipo de blocos, pois pode suceder que, entre blocos de minério, o arco estrutural tenha que passar por blocos de ar.

(v) Parametrização Técnica de Reservas

Foi concebida por Matheron, que separou a parametrização técnica da avaliação econômica. Numa primeira etapa as geometrias são pré-selecionadas e, posteriormente são avaliadas sob o ponto de vista econômico/financeiro. O algoritmo que permite a aplicação desta técnica foi concebido por François-Bongarçon & Marechal (1976) e é conhecido como o algoritmo de Bongarçon.

A parametrização técnica trabalha a partir do conteúdo metálico recuperável de cada bloco de lavra e dos volumes de minério e estéril.

O modelo visa obter geometrias com diferentes volumes totais, maximizando o conteúdo metálico em cada caso, ou seja, num caso real é possível definir inúmeras cavas com mesmo volume V (minério + estéril), porém apenas uma maximiza a quantidade de metal contido recuperável.

3.6. Programação da Produção

A programação de produção é uma importante ferramenta para a indústria e engenharia, tendo um grande impacto na produtividade de um processo. Na indústria, o propósito da programação da produção é minimizar o tempo e/ou os custos de produção.

Portanto, a programação da produção tem como objetivo maximizar a eficiência das operações envolvidas na produção assim como reduzir seus custos.

Para orientar um engenheiro responsável pelas tarefas de elaboração e implantação na prática de uma programação de produção de uma mina, Couzens apud. Allem (2006) propôs cinco recomendações práticas para o planejamento e programação, que são:

O que fazer?

Isto exige definição clara dos objetivos de uma determinada programação em prática ou exercício. Por exemplo, para se realizar o planejamento do orçamento anual com ênfase na produção de um determinado tipo de minério para o processamento, tem se que lidar com estimativas de teor, projeções geológicas e suposições econômicas, portanto, é necessário que se esteja preparado para mudanças em todas as partes envolvidas no processo de programação.

Quando?

O prazo para a execução do plano/programa deve ser claramente especificado, já que volumes devem ser movimentados em tempos adequados para se alcançar as metas de produção, o uso produtivo do tempo vai determinar a eficiência e relação custo/desempenho do programa.

De quem?

Responsabilidades como quem faz o quê, deve ser claramente definida carente de qualquer ambigüidade. Para isso, é necessária uma comunicação eficaz entre todos os atores chave. Se o plano ou programa não é claro para aqueles que têm de tomar decisões e para aqueles que têm de executar-los existem boas chances de que os planos/programas sejam mal entendidos ou ignorados

Que recursos são requeridos?

Os planos continuam sendo somente documentos de trabalho a não ser que sejam atribuídos recursos para a sua execução. Isto requer a alocação de tipos e quantidades de equipamentos, e quantidade de recursos humanos necessários.

Decisões de gerência e fluxos de caixa

Todos os planos devem ter a aprovação da gerência antes da sua execução. Entanto, para que tal decisão possa ser feita, o conhecimento dos fluxos de caixa é necessário. Não há dúvida de que a programação de uma mina tem que ser cuidadosamente feito, e deve destacar ou ressaltar os pontos fortes e fracos e os riscos envolvidos na sua execução.

Dessa forma, ele pode oferecer um espaço para medidas corretivas antes da sua adoção como um plano de trabalho.

As atuais ferramentas de programação da produção têm em muito superado os antigos métodos manuais. Elas utilizam poderosas interfaces gráficas as quais podem ser usadas para otimizar visualmente, em tempo real, os vários estágios da produção, e através de reconhecimento de padrões, permitem ao software criar automaticamente opções de programação que não seriam evidentes sem o uso dessas ferramentas.

A programação da produção se diferencia do planejamento de produção na definição dos resultados, enquanto o planejamento de produção se refere à tarefa de encontrar planos para resolver situações complexas que envolvem longos períodos de tempo, a programação da produção se refere à tarefa de encontrar detalhes individuais envolvendo curtos períodos de tempo. “Partindo deste ponto de vista, scheduling pode ser visto como uma solução para planejamento em curto prazo”. Barták (1999).

A programação da produção é requerida tanto no planejamento tático quanto no planejamento estratégico embora eles difiram em sua sofisticação.

Enquanto que o primeiro é necessário para o funcionamento da mina, o último é geralmente feito para estudos de viabilidade econômica e de orçamento.

3.6.1. Seqüenciamento de lavra

A maior parte dos métodos para definir a geometria final ótima da cava determina uma cava estática, em que geralmente o desenvolvimento cronológico desta não é levado em consideração. Há um número ilimitado de formas de se lavar os recursos dentro da cava para alcançar o limite final da cava, que conduziriam a diversos resultados econômicos e técnicos. No planejamento de curto prazo se desenvolvem os programas de produção que especificam seqüência de lavra para uma situação real da mina que permita ser possível num período futuro próximo responder com flexibilidade às mudanças da qualidade do minério causadas pela distribuição espacial do depósito mineral e garantir o número de frentes de lavra simultâneas de

forma a atender às exigências de produção, tais como: estacionarização de parâmetros (teores/tipologias de minério) para alimentar à usina de beneficiamento, remoção de estéril e manutenção das condições de segurança e produtividade.

Em depósitos minerais não homogêneos, estas mudanças acontecem em períodos curtos (dias ou semanas), e em depósitos homogêneos estes períodos podem ser mais longos de até um ano.

O problema do seqüenciamento de lavra da cava de uma mina a céu aberto pode ser definido como a especificação da seqüência na qual os blocos deverão ser lavrados. Um critério comum para selecionar a “melhor” seqüência de lavra da mina é maximizar o VPL. A logística de se determinar a melhor seqüência de lavra tem dificuldades reconhecíveis na prática.

Estas dificuldades vêm da natureza dinâmica do problema da seqüência de lavra da mina e este problema implica na consideração de um número muito grande de possíveis combinações de incrementos de extração ou pushbacks durante qualquer período determinado da lavra da mina (Wright, 1989).

Idealmente, os limites da cava ótima devem ser determinados com base na otimização do VPL. Porém, não é possível atribuir um VPL a um bloco até que se saiba quando o bloco deve ser lavrado, e o tempo no qual se lava um bloco não é sabido até que se tenha desenhado ou projetado a cava (Dowd & Onur, 1993).

Neste processo de programar a produção da mina, um número de restrições preestabelecidas tem que ser consideradas. Estas restrições podem variar de uma cava para outra, mas os seguintes são os principais:

- Capacidades de mina e usina de beneficiamento;
- Restrições geotécnicas: Segurança das paredes da cava;
- Restrições físicas de lavra: restrições operacionais;
- Alimentação constante do minério às unidades de processamento;
- Restrições de blendagem;
- Restrições relacionadas às pilhas de estoque.

Outras restrições que se podem incluir são:

- Flutuação do volume de minério/estéril;
- Restrições logísticas.

Requisitos da gerência: Quantidade de produtos vendáveis por certo período.

O seqüenciamento de lavra é uma importante parte do processo de mineração. Isto será demonstrado através de um simples exemplo, figura 3.7.

Neste exemplo se tem 10 blocos de minério que estão cobertos por 10 blocos de estéril.

Uma taxa de produção de 5 blocos por ano (independente se o bloco for de minério ou estéril) será assumida. O lucro para um bloco de minério é de \$2,00 enquanto que o custo para remover o estéril é de \$1,00/bloco. O custo total envolvido na remoção do estéril seria de \$10,00 e o valor do minério seria de \$20,00.

Se ambos, minério e estéril, pudessem ser lavrados instantaneamente o VPL seria de \$10,00. Entretanto, devido às restrições operacionais isto não é possível. Portanto, um número de programações (cenários) pode ser considerados.



Figura 3.7 – Um seqüenciamento simples.

Fonte: Hustrulid & Kuchta, 2006.

Cenário 1 - Remoção do estéril seguida da lavra do minério

Para simplificar a operação será considerado que todo o estéril pudesse ser removido primeiro seguido da lavra do minério. Este cenário é ilustrado na Figura 3.8.

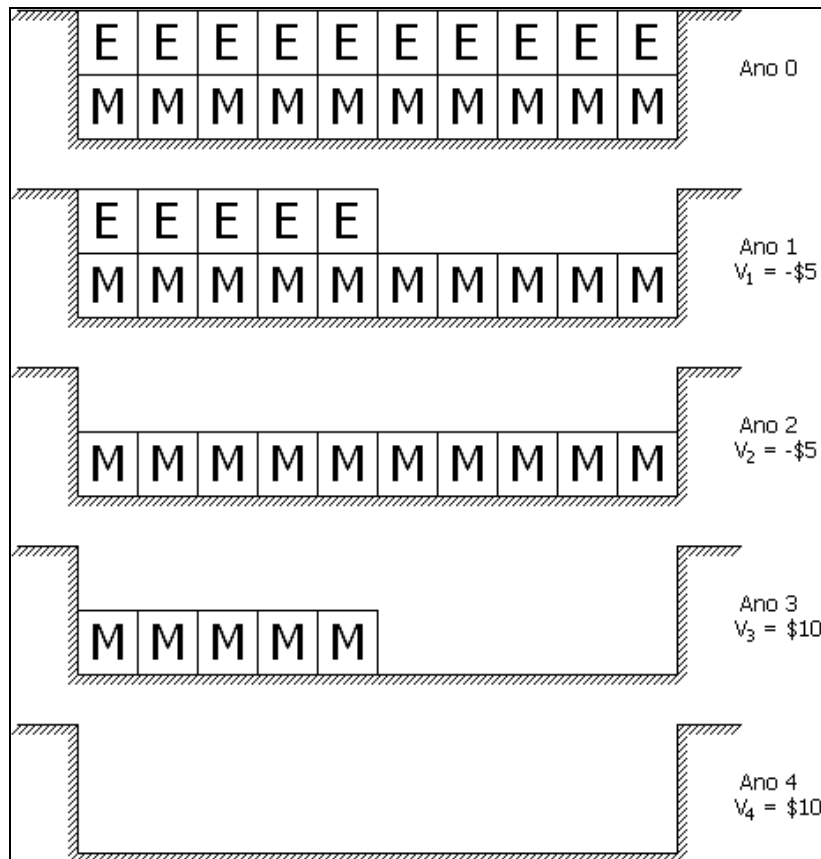


Figura 3.8 – Sequenciamento, Cenário 1.

Fonte: Hustrulid

Cenário 2 - Um ano de “remoção de estéril” seguido da lavra de 3 blocos de minério e 2 blocos de estéril por ano.

Esta alternativa requer que cinco (5) blocos de estéril sejam removidos no primeiro ano. No segundo e terceiro ano, três blocos de minério serão lavrados para cada dois (2) blocos de estéril. No último ano ter-se-ia um (1) bloco de estéril e quatro (4) blocos de minério. A seqüência é mostrada na Figura 3.9.

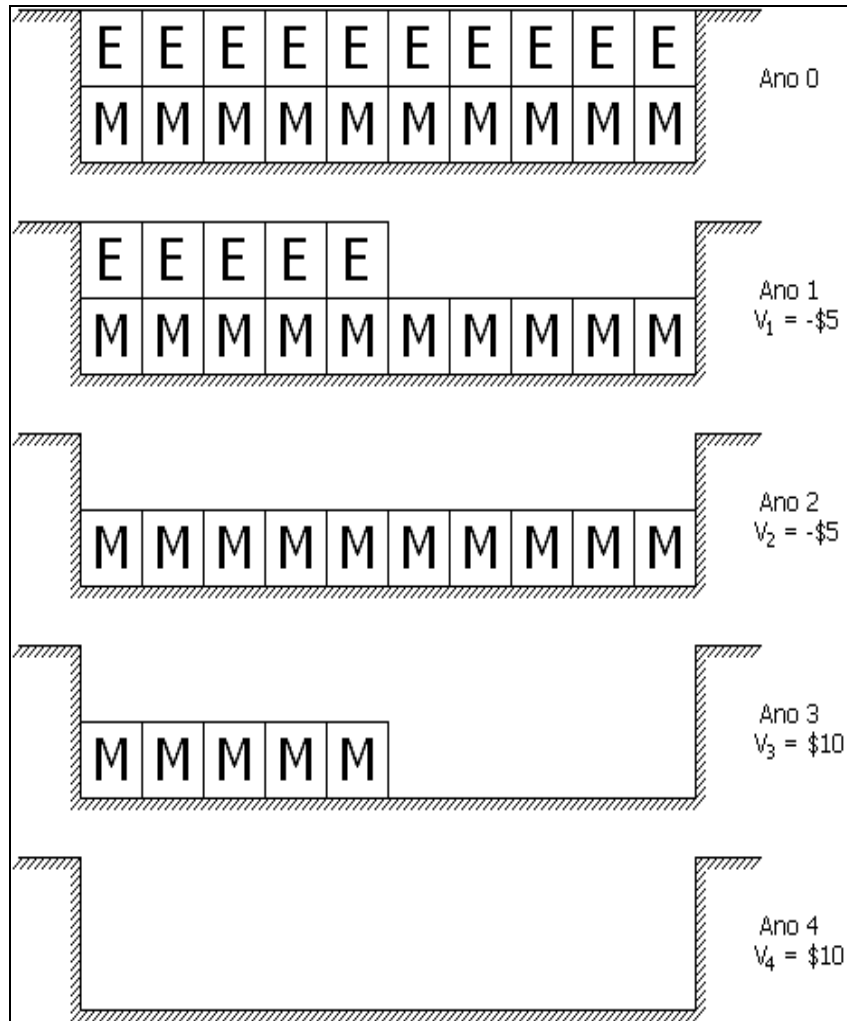


Figura 3.9 – Sequenciamento, Cenário 2.

Fonte: Hustrulid & Kuchta, 2006

Cenário 3 - Remoção dos blocos de estéril mantendo 1 bloco de minério a frente.

Comparando os cenários 1 e 2, houve uma melhoria no VPL quando o intervalo de tempo entre a remoção de estéril e a lavra do minério era reduzido. Neste terceiro cenário, a remoção de estéril será mantida apenas um bloco a diante da lavra de minério, de modo que intervalo de tempo seja menor, como exibido na figura 3.10

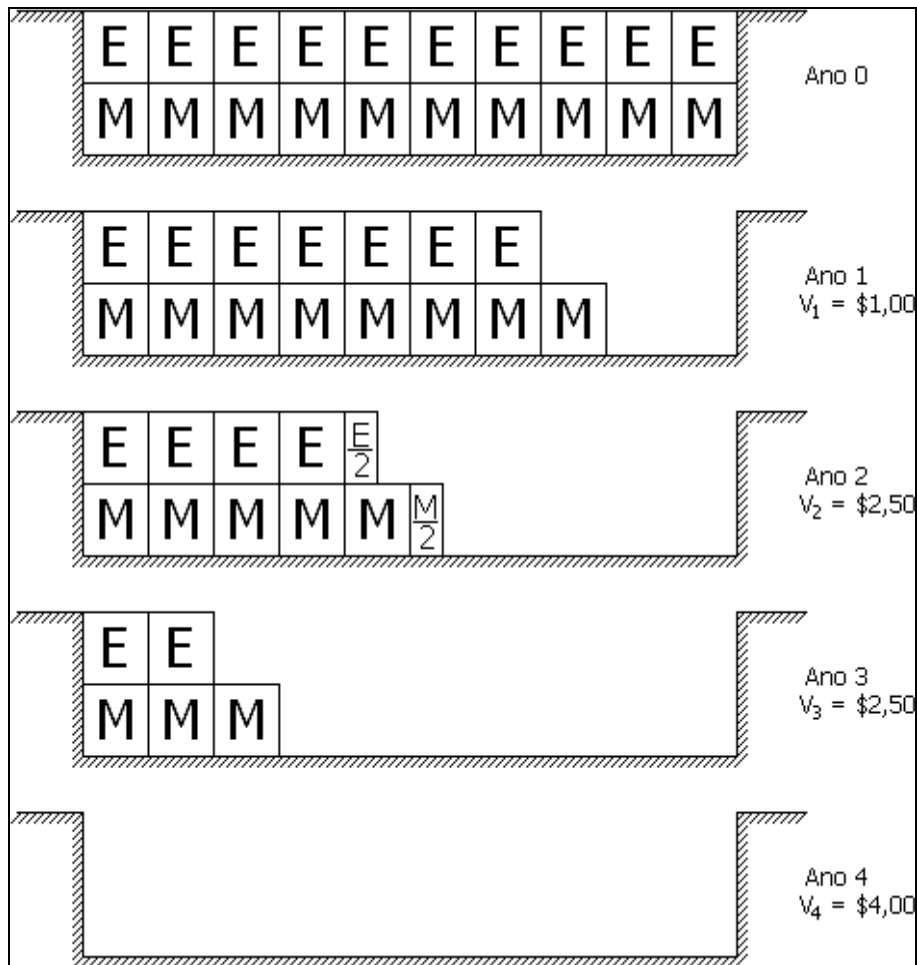


Figura 3.10 – Sequenciamento, Cenário 3.

Fonte: Hustrulid & Kuchta, 2006.

Cenário 4 - Remoção dos blocos de estéril mantendo 1/2 bloco de minério a frente.

Melhorias mais significativas no VPL foram observadas entre os cenários 2 e 3. Com o intuito de explorar esta premissa, considere-se a situação onde a remoção de estéril é mantida 1/2 bloco a frente da lavra de minério.

Esta parece ser a alternativa mais favorável dos quatro cenários. No entanto, suponha que na redução da diferença entre o bloco de estéril e o de minério, os custos operacionais aumentem em \$0,05/bloco, em virtude talvez, pela falta de espaço suficiente para trabalhar. Portanto, o custo de remoção do estéril aumentaria para \$1,05/bloco enquanto que o lucro líquido do minério cairia para \$1,95/bloco.

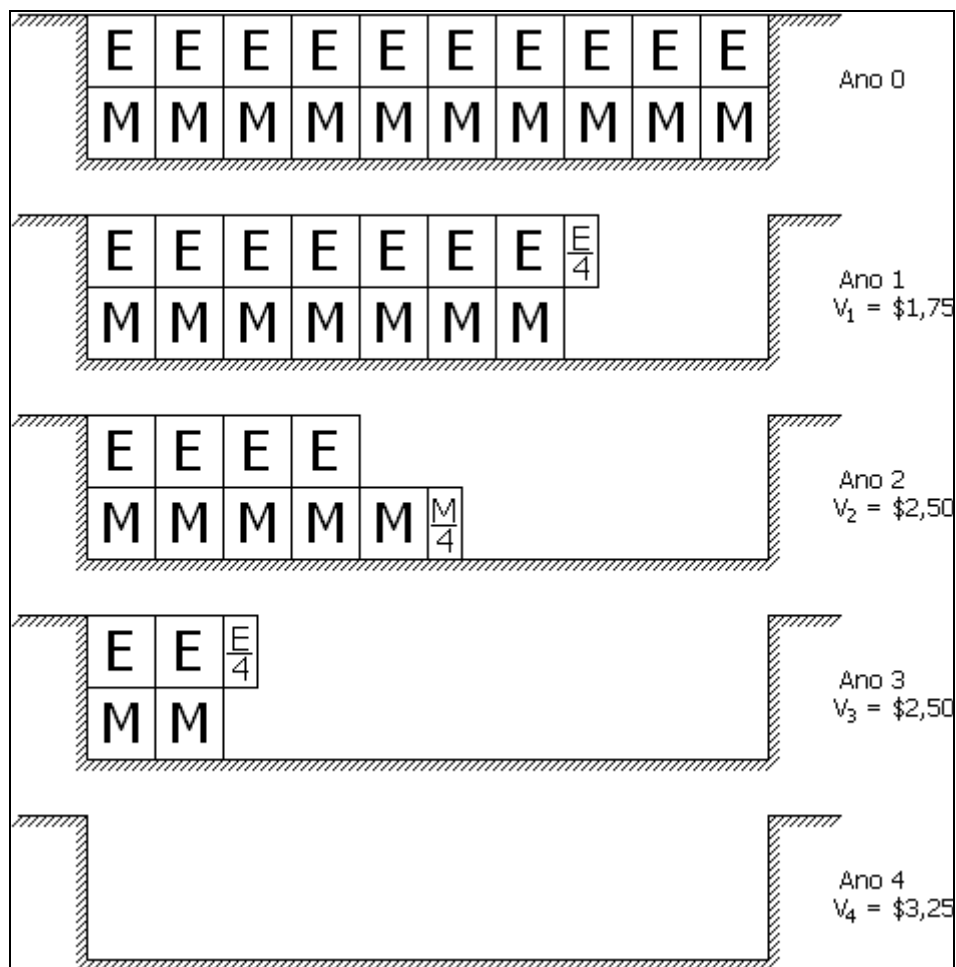


Figura 3.11 – Seqüenciamento, Cenário 4

Fonte: Hustrulid & Kuchta, 2006.

Neste caso, o cenário 3 se tornaria o mais atrativo.

Cenário 5 - Dobrando a taxa de produção.

Devido a compra de novos equipamentos, a taxa de produção aumentará para 10 blocos por ano. As despesas de aquisição com estes equipamentos serão repassados para o custo de lavra tanto do estéril quanto do minério. Sendo assim, o custo do estéril passará para \$1,10/bloco e o lucro líquido do minério para \$1,90/bloco. A remoção do estéril será mantida em 1 bloco a frente da lavra do minério, como demonstrado no cenário 3.

Esta nova situação é ilustrada na figura 3.12 Como pode ser visto, o cenário 3 ainda se manteria como o mais atrativo.

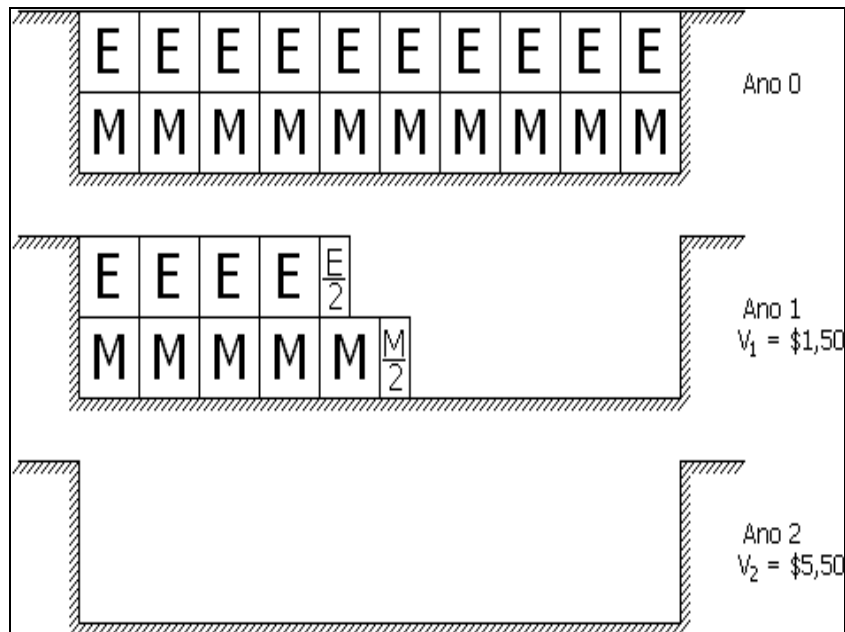


Figura 3.12 – Seqüenciamento, Cenário 5.

Fonte: Hustrulid & Kuchta, 2006.

Podemos concluir que, este é um simples exemplo que demonstra alguns aspectos da importante na fase de programação da produção na mineração. O VPL depende do (a):

- (i) Tempo de intervalo entre a remoção de estéril e a lavra de minério. Quanto menor o tempo, maior é o VPL. Quando os custos referentes à redução do intervalo são adicionados aos custos de lavra, poderá ou não haver melhora no VPL.
- (ii) Taxa de produção. Mantendo os mesmos custos, haverá melhora no VPL com o aumento da taxa de produção. Caso os custos referentes à aquisição de equipamentos sejam adicionados ao custo de lavra, não haverá garantia de melhora no VPL.

(i) Seqüências de lavra

Nas figuras 3.13 e 3.14 mostramos que existem dois cenários de seqüências de lavra extremas: O cenário de seqüência número 1 é definida passando-se por cada cava otimizada a

partir da primeira, e o cenário de seqüência 2 definida pela lavra por nível, onde cada nível é esgotado antes do início da lavra do nível subsequente. Essas duas estratégias diferem na velocidade de remoção de estéril e evolução do teor médio, provocando diferenças sensíveis no fluxo de caixa do negócio.

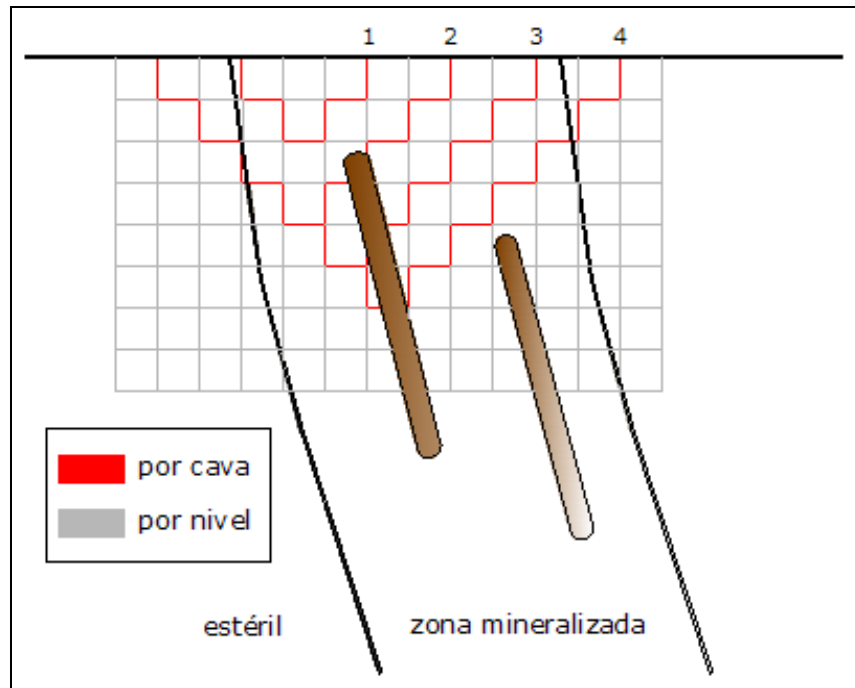
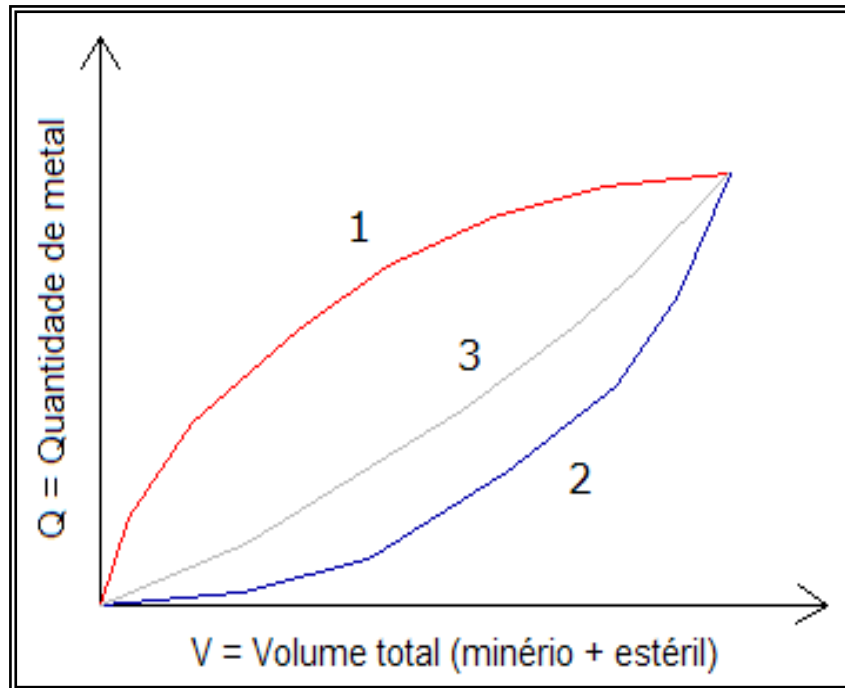


Figura 3.13 – Cenários de seqüências de lavra extremas.

Fonte: Modificado de Prati, 1995.

Do ponto de vista estritamente financeiro, a primeira estratégia apresenta melhores resultados pelo adiantamento de custos de remoção de estéril e antecipação de resultados pela lavra com teores de corte decrescentes. Porém esse critério pode vir a ser conflitante com a necessidade operacional relativa ao número de frentes disponíveis com materiais distintos que permitam a manutenção da “estacionarização” conforme especificado pelo processo de beneficiamento e com as condições de espaço operacional para que os custos e a produtividade não sejam afetados negativamente. A complexidade do problema pode atingir maiores proporções se houverem tipologias diferentes perante as exigências do processo de beneficiamento.



Figuras 3.14 – Alternativas de seqüência de lavra

Fonte: Modificado de Prati, 1995.

O compromisso entre os diversos requisitos citados deve estabelecer um cenário intermediário para a seqüência como, por exemplo, o cenário apresentado na figura 3.14 que atenda de forma satisfatória às necessidades operacionais sem comprometer o FC da empresa. Um dos caminhos para sua definição é o de simulações, servindo-se das cavas otimizadas como guia para seqüenciamento de lavra.

(ii) Técnicas para a programação da produção

Após determinar a geometria final ótima da cava é necessário desenvolver programas de produção de longo, médio e curto prazo.

O problema da programação de produção de uma mina a céu aberto pode ser definido mais especificamente como a seqüência na qual os blocos deveriam ser removidos da cava de forma a maximizar o lucro descontado total da mina, respeitando as restrições físicas e econômicas. Tipicamente as restrições estão relacionadas à seqüência de lavra da mina (precedências de blocos), capacidades de lavra e processamento, teores conforme o especificado pelo processo de

beneficiamento e, requerimentos operacionais tais como praça mínima de trabalho no fundo da cava e em bancadas, entre outras.

Varias técnicas para se tratar o problema de programação têm aparecido na literatura incluindo: Métodos Paramétricos (Dagdelen & Johnson (1986), François-Bongarçon & Guibal (1984), Matheron (1975) e Whittle (1998)); Programação Linear (Caccetta & Hill (2003), Dagdelen & Johnson (1986) e Gershon (1983)); Técnicas de Programação Dinâmica (Tolwinski & Underwood (1996), Onur & Dowd (1993)); Heurística (Caccetta, et al. (1998) e Gershon (1987)); e o uso dos algoritmos de inteligência artificial (Denby & Schofield (1994)) e redes neurais (Denby et al. (1991)). No entanto, devido à complexidade e o tamanho do problema, todas estas técnicas têm uma ou mais das limitações seguintes: não podem satisfazer a maior parte das restrições que se apresentam, fornecem somente soluções subótimas e na maioria dos casos sem uma medida da qualidade, e somente trata problemas de pequeno porte.

O *whittle four-X*, que é uma das ferramentas computacionais mais utilizadas para a programação da produção, é baseado em parametrização. Na figura 3.15 é apresentada uma seqüência de extração de um depósito mineral, que foi desenvolvida usando os métodos paramétricos

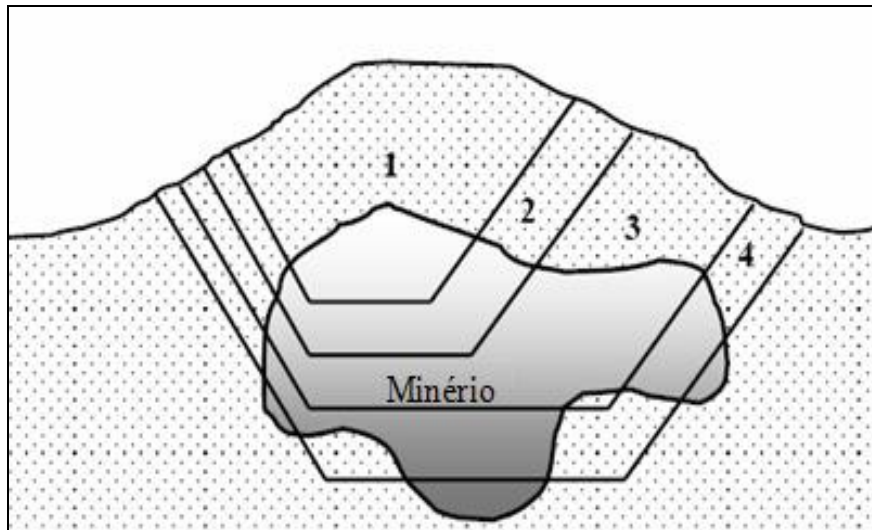


Figura 3.15 – Seqüência de extração de um depósito mineral

Fonte: Onurgil 2002.

(ii. 1) Técnicas de programação linear

A programação linear (Caccetta & Hill (2003), Dagdelen & Johnson (1986), Gershon (1983)) foi estudada e formulada para resolver o problema da determinação da cava final, assim como, a programação da produção. Estas técnicas obtiveram sucesso em problemas de pequeno porte. Contudo, o método não é amplamente utilizado devido à demanda excessiva que é exigida dos recursos computacionais para problemas de grande porte.

(ii. 2) Técnicas de programação dinâmica.

Onur & Dowd (1993) apresentaram um modelo do planejamento de produção que consiste, num algoritmo de otimização do limite final da cava que chamaram de algoritmo de “Koborov corrigido”, e um algoritmo de seqüenciamento de blocos que utiliza técnicas de programação dinâmica. Primeiro, se encontra a cava final ótima utilizando o algoritmo de “Koborov corrigido”, seguidamente o algoritmo de seqüenciamento de blocos é aplicado para determinar seqüência de lavra dos blocos de minério e estéril dentro da cava final ótima.

Um número de restrições operacionais tais como os ângulos de talude operacionais, relação estéril/minério, teor de alimentação as instalações de processamento, e precedência de blocos lavráveis são considerados. O objetivo é definido como, a maximização dos valores descontados dos blocos lavrados. Na formulação da programação dinâmica, as etapas são definidas pelo período de tempo e estado em que se lavraram os blocos da cava final.

Tolwinski & Undenvood (1992) apresentaram um algoritmo para estimar a evolução ótima da cava (An Algorithm to Estimate the Optimal Evolution Pit Mine). Este algoritmo permite determinar a geometria final da cava e o programa de produção da mina. O algoritmo se baseia em idéias de programação dinâmica, inteligência artificial e regras de busca heurísticas. A evolução da mina se modela num certo prazo como problema de otimização seqüencial para encontrar uma trajetória do grafo de maior valor. O modelo permite a maximização do VPL e consideram restrições relativas aos ângulos de taludes máximos da cava, espaço de trabalho necessário para o funcionamento do equipamento, e uma fonte de alimentação uniforme de minério para as instalações de processamento.

3.6.2. Otimização do programa de produção

Depois de definir a geometria final ótima da cava, deve desenvolver-se um programa de produção que determine a seqüência de lavra de minério e estéril em função ao tempo.

Segundo Achireko (1998), o procedimento para projetar uma mina a céu aberto é baseado na lavra dos melhores blocos de minério começando da superfície e continuando através da cava até atingir o fundo da mesma, respeitando as restrições do projeto e o limite final ótimo da cava predefinido.

Este procedimento é geralmente um trabalho árduo e complexo. Não tem maneira de se provar que o programa de produção projetado proporcionará o lucro máximo disponível. Diversos programas de produção e seqüências de lavra podem ser projetados para o mesmo limite final da cava, cada um com fluxo de caixa único.

Tem-se feito muitas tentativas de se otimizar o programa de produção de uma cava de uma mina a céu aberto. O problema é formulado como um problema de programação linear grande ou problema programação dinâmica. Mas há limitações na obtenção de soluções práticas devido ao tamanho do problema.

Os procedimentos atualmente disponíveis para projetar cavas não consideram a seqüência de extração de blocos de minério e estéril de forma individual. Estes geralmente determinam um sistema de blocos que satisfaça os requerimentos para um período de tempo específico. Entretanto, em muitos casos um programa mais detalhado é necessário para se otimizar uma cava mais exatamente. Normalmente, na prática, o desenvolvimento de programas de produção semanais ou mensais implica na utilização de aplicativos computacionais interativos com o engenheiro de planejamento de mina, sendo este processo de tentativa e erro, que requer de períodos de tempo consideráveis para se desenvolver um programa de produção.

Capítulo 4: Estudo de caso

4.1. Localização

A região de Kassinga situa-se ao Sul de Angola a 315 km da cidade do Lubango, capital da província da Huíla, sendo dividida em duas partes, a Norte e a Sul. A figura abaixo mostra uma das áreas de concessão da Ferrangol-E. P. no complexo mineiro de Kassinga da Região da Huila.



Figura 4.1- Vista do complexo mineiro de Kassinga-Jamba Mineira, Angola

Fonte: Ferrangol-E. P.(2008)

A região de Kassinga Norte é constituída por depósitos eluvionares de minério de ferro, dentre os quais se destacam as jazidas de Osse (A e B), Indungo, Mussesas e Cassongue que fazem parte destes o minério de ferro remanescente que são apresentados ao longo desse trabalho. Essas jazidas se encontram distribuídas em uma área correspondente a um polígono com vértices A, B, C e D e com as seguintes coordenadas geográficas:

Na figura 4.3 é mostrada a localização espacial das jazidas, existente na região de Kassinga Norte, ressaltando que apenas duas delas serão o nosso objeto de estudo, no que se refere a estimativa de reservas.



Figura 4.3 – Posição das jazidas de Kassinga Norte, indicadas em amarelo

Fonte: Ferrangol-E.P

Portanto, como já acima referido, o nosso estudo se incidirá apenas sobre as jazidas de Osse (A e B) da região de Kassinga Norte. Assim sendo todo o trabalho para o estudo de caso, será com base nos dados obtidos nessas áreas (Osse A e B), durante a campanha de sondagem por poços, efetuada na década de 70.

A figura 4.4, mostra as jazidas de Osse (A e B), situadas a sudeste do ponto geodésico de Cambíbia (1540m de altitude) e correspondem basicamente a uma zona de baixo declive, cujas cotas variam, em média, entre 1515 e 1465m de altitude. Nesta área ocorre uma elevação alongada, de direção NE – SW. Esta elevação é também um inselberg com aproximadamente 1100m de comprimento e 200m de largura. É nesta que ocorre o ponto cotado mais elevado da jazida, com 1519m de altitude. Cerca de 1300m a SW desta elevação existe outra, com cerca de

250m de comprimento e 80m de largura, alongada segundo a direção E – W. A sua cota máxima é de 1504m.

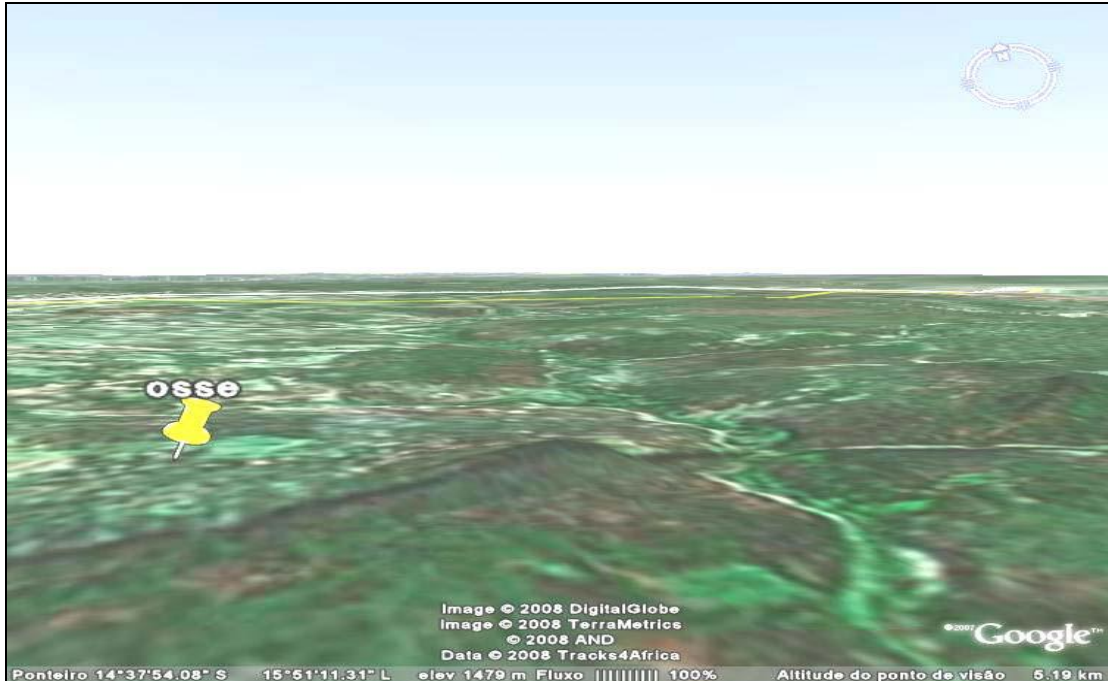


Figura 4.4- Posicionamento das jazidas de Osse (A e B)

Fonte: Ferrangol-E.P

4.2. Geologia Local

Na região de Kassinga Norte, as rochas mais antigas são gnaisses-granito, pré-cambrianas metamorfozadas, com fácies de anfibólitos. As rochas vulcânicas- sedimentares mais jovens sobrejacentes aos granitos-gnaisses são de importância econômica como fonte primária do minério.

A seqüência vulcânico-sedimentar pode ser dividida em três zonas distintas:

- Uma camada de basalto metamorfisada, anfibólica e andesítica, domina a zona, com potencial não testado para o cobre, manganês e minério de ferro;

- Uma zona intermediária, com perspectiva mais econômica e com pequenos complexos andesíticos e riolíticos (keratophyres e porphyries) está associada ao jaspelito que ostenta rochas vulcânicas detríticas. Também, associada a esta zona, encontram-se depósitos posteriores de óxidos de ferro primários sedimentares e metamorfisadas. Brechas (conglomerados) vulcânicas e pequenos tufo metamorfisadas constituem a zona superior da seqüência vulcânico-sedimentar;
- Uma seqüência terrigenosa, predominante, é constituída por arenitos e conglomerados, sobrepondo a seqüência vulcânico-sedimentar. A composição destas séries atribui um ambiente pouco propício para a prospecção de depósitos. Granitos sino-orogênicos, com diques associados de dolorito, são as rochas mais novas e pouco estudadas da região de Kassinga. Estas são, no entanto economicamente prospectivas nas suas faixas com mineralização de veios de Ouro, de quartzo hidrotermal e prata associada, entre outros minerais metálicos.

4.3. Banco de dados utilizado

O banco de dados usado em todo o trabalho de elaboração dessa dissertação está baseado nos dados obtidos em campanhas por poços realizados nas jazidas de Osse (A e B), sendo estes dados topográficos, mineralógicos, cujo levantamento foi feito antes da paralisação das atividades de lavra e pesquisa em decorrência da guerra civil em Angola no ano de 1975.

Para a realização do estudo geoestatístico assim como o de planejamento de lavra, foi necessário avaliar a qualidade e quantidade das principais informações contidas nos respectivos bancos de dados, sendo estas a densidade do mineiro “in situ”, a área de influência, a espessura de minério assim como a massa de ferro calculada. Todos esses dados inicialmente em formato Excel foram carregados para a arquitetura do software Geovariance Isatis 6.2 e Gemcom Surpac 6.1. As figuras abaixo mostram uma parte de um banco de dados da pesquisa por poços da jazida de Osse B

Tabela 4.2-Banco de dados de pesquisa da jazida de Osse A

Furo	Xcollar (m)	Ycollar (m)	Zcollar (m)	Área (m ²)	Densidade (t/m ³)	Espessura de minério (m)	Teor de Ferro
1	1240875,36	8372241,92	1515,00	10000	2,1	0,35	39,95
2	1240775,36	8372241,92	1515,00	10000	1,9	0,40	33,83
3	1241025,36	8372192,00	1515,00	3000	2,1	0,80	39,47
4	1240975,36	8372192,00	1515,00	4200	2,5	0,40	37,98
5	1240875,36	8372142,08	1465,00	6500	2,5	2,40	50,17
6	1240775,36	8372142,08	1465,00	10050	2,1	0,40	38,73
7	1240675,36	8372142,08	1465,00	10000	2,6	1,00	52,80
8	1240575,36	8372142,08	1465,00	10000	2,2	0,30	41,40
9	1240475,36	8372142,08	1519,00	10000	2,2	1,00	52,80
10	1240375,36	8372142,08	1200,00	10000	1,9	1,40	32,66
11	1240675,36	8372042,24	1200,00	4300	2,2	0,40	43,22
12	1240575,36	8372042,24	1200,00	8000	2,5	3,50	51,47
13	1240475,36	8372042,24	1300,00	12250	2,5	1,20	49,96
14	1240375,36	8372042,24	1515,00	10000	2,7	1,50	55,11
15	1240275,36	8372042,24	1515,00	10000	2,1	1,70	38,52
16	1240175,36	8372042,24	1515,00	10000	2,0	1,50	34,62
17	1240675,36	8371941,76	1515,00	8790	2,0	2,90	34,41
18	1240575,36	8371941,76	1300,00	5600	2,6	3,70	52,50
19	1240375,36	8371941,76	1300,00	5420	2,6	3,20	53,00
20	1240275,36	8371941,76	1300,00	8620	2,6	4,30	53,02
21	1240175,36	8371941,76	1300,00	14250	2,2	2,80	41,28
22	1240075,36	8371941,76	1300,00	10000	2,2	0,40	41,17
23	1240375,36	8371841,92	1300,00	10000	2,5	0,40	49,13
24	1240275,36	8371841,92	1300,00	1650	3,8	5,10	52,70
25	1240075,36	8371841,92	1200,00	9250	2,7	2,00	55,66
26	1239975,36	8371841,92	1200,00	10000	2,4	0,25	47,81
27	1240175,36	8371792,00	1200,00	4000	2,7	4,60	53,20
28	1240575,36	8371742,08	1200,00	10000	2,6	2,30	46,60
29	1240475,36	8371742,08	1200,00	11820	2,3	1,40	44,90

4.4. Estimativa de reservas

As técnicas geoestatísticas de avaliação de reservas minerais levam em consideração a variabilidade ou a correlação espacial da variável a ser estimada, ou seja, a correlação que existe

entre os valores de uma variável medida em dois pontos separados por um vetor distância h . Esta variabilidade é expressa por meio de uma função estrutural chamada de variograma que é uma função do vetor h . Para uma dada configuração de estimativa, ou seja, tipo de estimador, suporte e localização das amostras e do que se quer estimar (ponto ou bloco, por exemplo), pode-se calcular, através do variograma, a variância do erro de estimativa que nos dá uma idéia da qualidade da estimativa. Quanto maior o valor dessa variância muito provavelmente maior deverá ser o erro da estimativa para uma dada configuração de estimativa.

Segundo Brooker (1979), as técnicas geoestatísticas de estimativa, geralmente conhecidas como krigagem, são superiores em relação aos métodos tradicionais, pois estão baseadas em um processo de minimização da variância do erro de estimativa. Deste processo de minimização um sistema de equações cuja solução fornece os valores dos ponderadores a serem aplicados a cada amostra para o cálculo do valor estimado.

A krigagem ordinária é um método que permite estimar o valor desconhecido $Z^*(x_0)$ associado a um ponto, área ou volume centrado em x_0 , a partir de um conjunto de n dados disponíveis $\{Z(x_i), i=1, n\}$. O estimador de krigagem ordinária é linear e não enviesado. A condição linear é estabelecida por meio de:

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

Onde λ_i são os ponderadores das informações. Segundo Journel & Huijbregts (1978), para garantir a condição de não enviesamento, ou seja, que o erro médio obtido nas estimativas seja nulo, basta introduzir a condição de que o somatório dos ponderadores seja igual a um (1), isto é:

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

A krigagem ordinária também possui umas das suas características principais que é a minimização da variancia do erro da estimativa, tal como representado na equação a seguir:

$$\sigma_E^2 = \text{Var}[Z_{\text{verdadeiro}} - Z^*] \rightarrow \text{Mínima}$$

4.4.1. Estudo variográfico.

O objetivo da realização do estudo variográfico foi a definição dos modelos de variogramas para posterior estimativa por krigagem ordinária. Procedeu-se então aos cálculos dos variogramas experimentais que foram posteriormente ajustados a modelos teóricos. Com a quantidade e a malha de dados disponíveis não foi possível obter variogramas direcionais robustos que permitissem a definição de anisotropias.

Assim sendo, foram calculados os variogramas omnidireccionais das variáveis: Espessura de minério, densidade do minério e a massa de ferro. As figuras 4.9, 4.10 e 4.11 mostram os variogramas ajustados para as variáveis espessura, densidade de minério e massa de ferro, respectivamente, para as jazidas de Osse A e Osse B.

Os teores de ferro não foram estimados diretamente por krigagem ordinária pelo fato de os mesmos estarem associados a espessura com suportes diferentes e serão calculados se efetuando a divisão da massa do minério de ferro estimada pelo produto entre a espessura estimada da camada de minério e a densidade estimada com finalidade de se fazer um novo estudo de aproveitamento econômico das reservas, e possibilitar assim um melhor e mais eficiente planejamento estratégico e tático de lavra.

A massa do Ferro foi calculada pelo produto da espessura de minério, do teor de Fe, da densidade e o resultado foi multiplicado pela área de influencia em cada bloco.

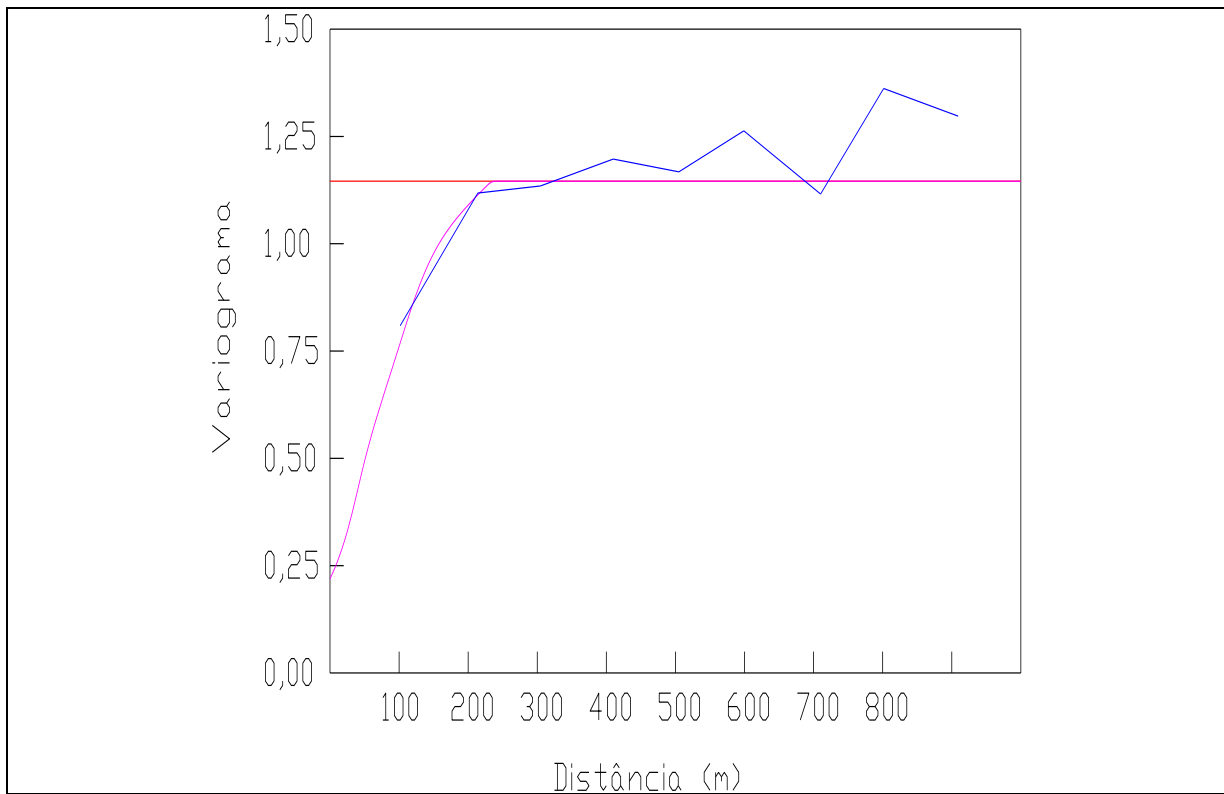


Figura 4.6 – Variogramas ajustados da densidade de minério das jazidas de Osse A

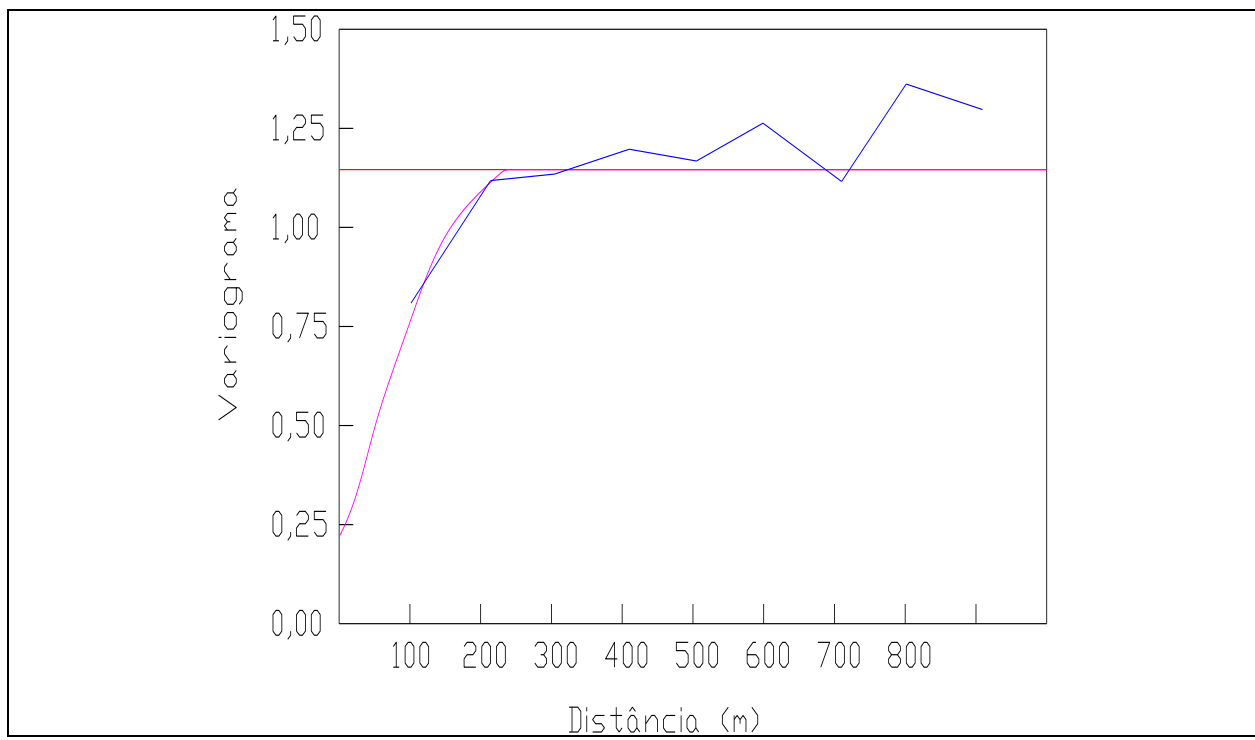


Figura 4.7– Variogramas ajustados da densidade de minério das jazidas de Osse B

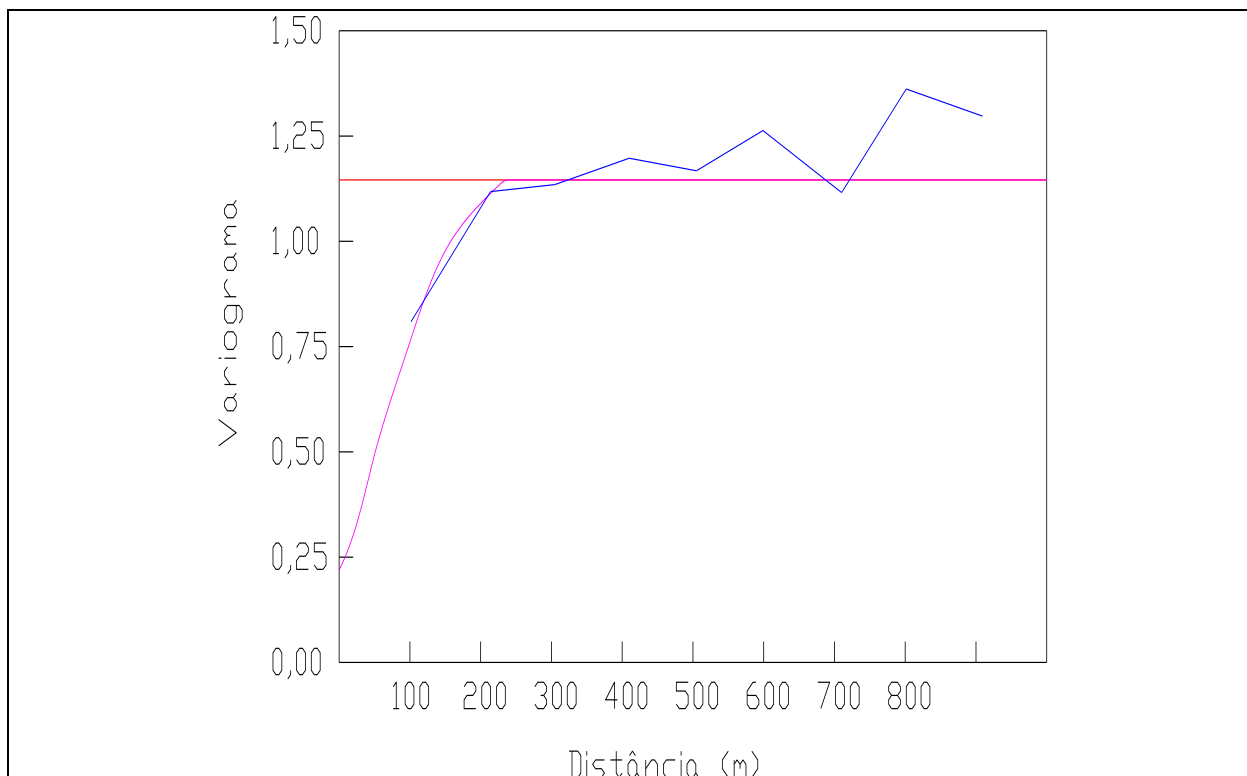


Figura 4.8- Variogramas ajustados da espessura de minério das jazidas de Osse A

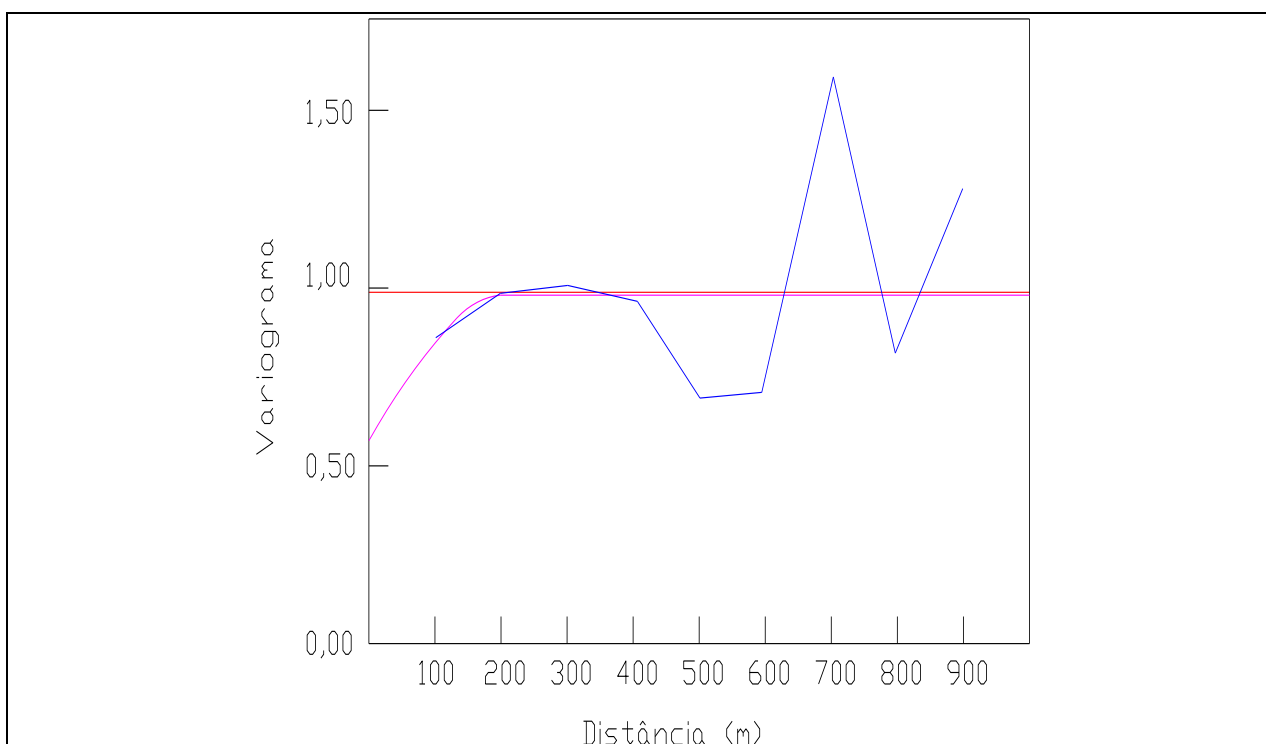


Figura 4.9- Variogramas ajustados da espessura de minério das jazidas de Osse B

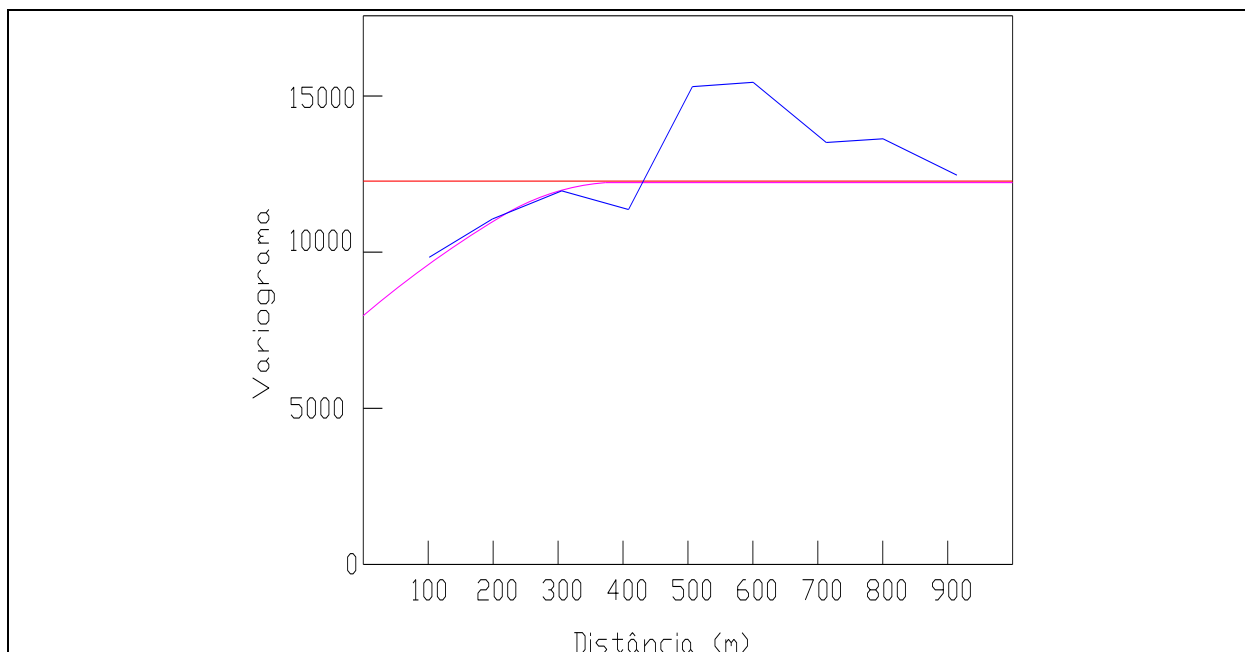


Figura 4.10- Variogramas ajustados da massa de Ferro do minério das jazidas de Osse A

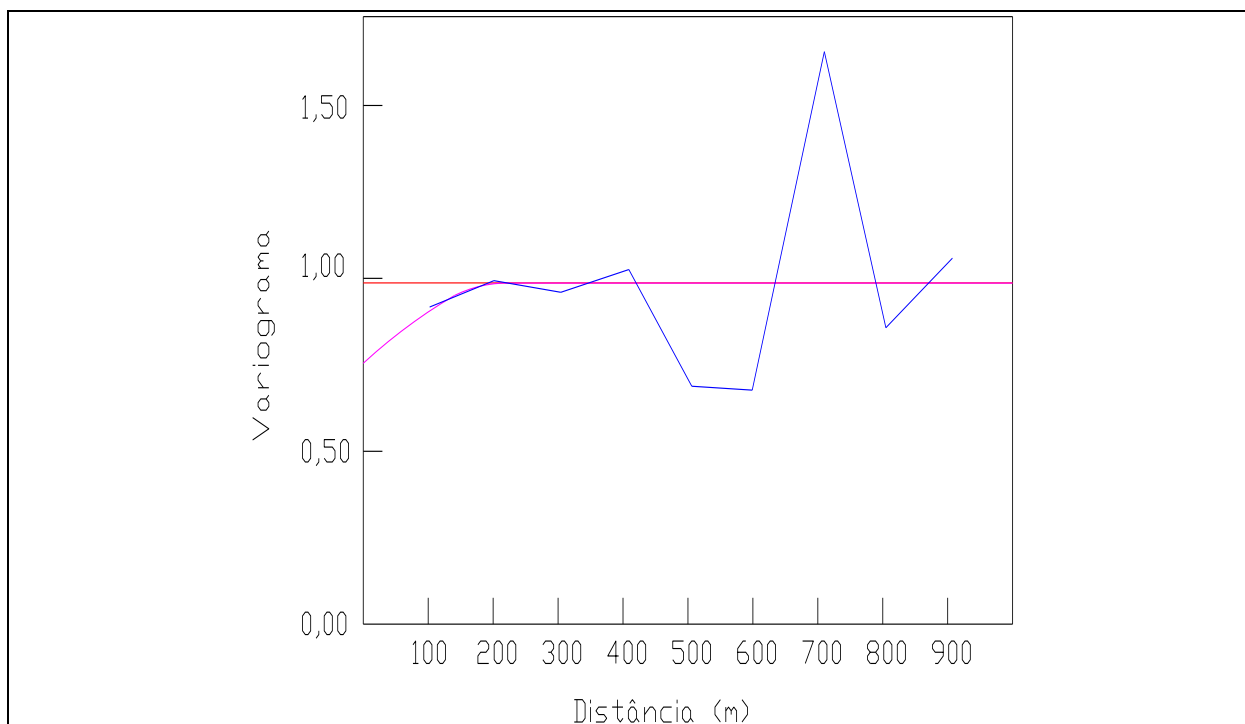


Figura 4.11- Variogramas ajustados da massa de Ferro do minério das jazidas de Osse B

A seguir é apresentado na tabela 4.2 os parâmetros dos modelos de variogramas já ajustados para as três (3) variáveis.

Tabela 4.3- Parâmetros dos modelos de variogramas

Jazida	Variável	Modelo teórico	Alcance (m)	Patamar	Efeito de pepita
Osse A	Densidade.	Esférico	364	0,034	0,036
	Espessura.	Esférico	236	0,94	0,2
	Massa de Ferro	Esférico	380	4612	8600
Osse B	Densidade	Esférico	287	0,0105	0,031
	Espessura	Esférico	203	0,41	0,57
	Massa de Ferro	Esférico	214	4500	14800

4.4.2. Krigagem Ordinária

Para a realização da estimativa foi gerada uma malha (grid) de blocos a duas dimensões para cada uma das jazidas. Cada elemento da malha possui dimensões de 100m por 100m tanto na direção vertical quanto na horizontal. O número total de blocos na malha foi de 464 e de 512 para as jazidas de Osse A e Osse B, respectivamente. As figuras 4.12 e 4.13 mostram os grids juntamente com a localização dos poços de pesquisa para as jazidas de Osse A e Osse B.

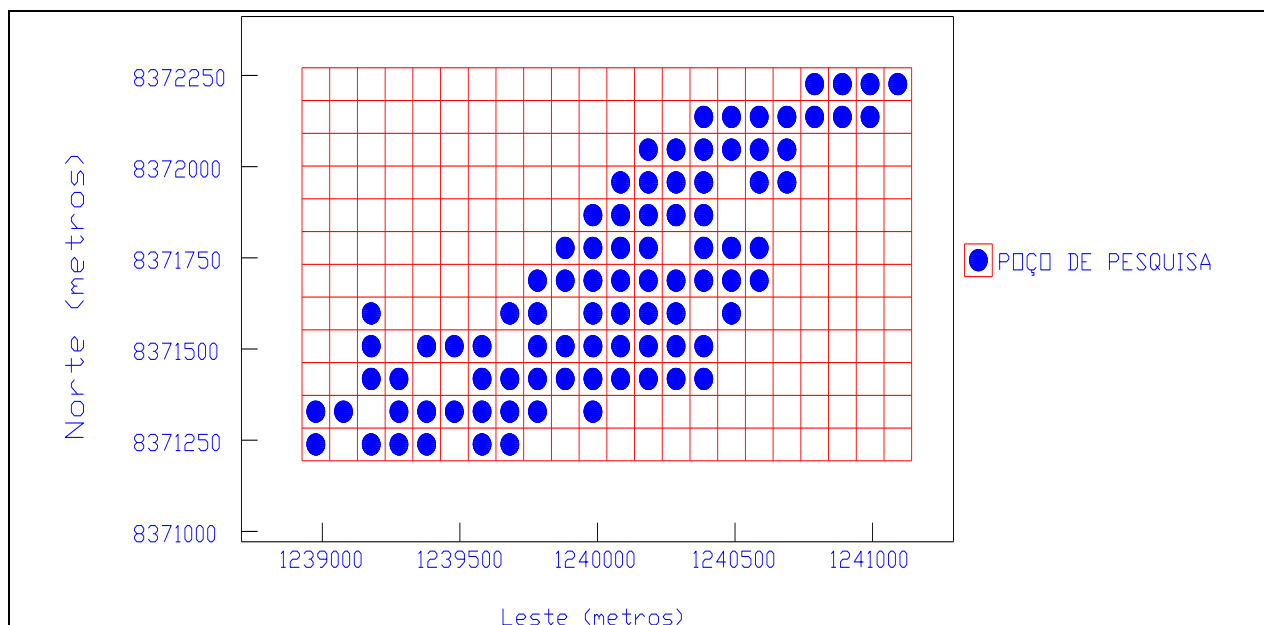


Figura 4.12- Malha de pesquisa por poços da jazida de Osse A

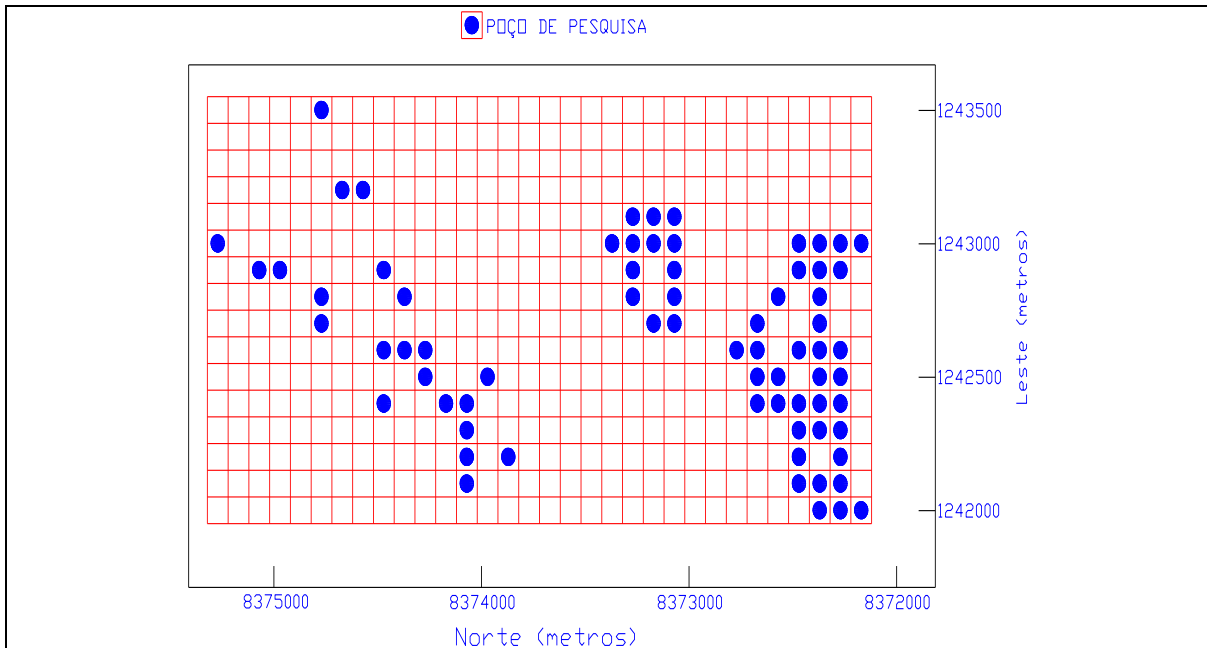


Figura 4.13-Malha de pesquisa por poços da jazida de Osse A

A partir de informações geológicas e do mapa de grid uma primeira seleção de blocos a serem krigados foi realizada de forma que somente blocos de minério fossem krigados. A pesquisa da vizinhança de krigagem foi feita por setores, respeitando-se as amplitudes para cada variável. Foram considerados oito setores, cada setor podendo ter no máximo dois dados e considerou-se que um bloco para ser krigado precisaria de ter no mínimo uma informação no seu interior. O número de blocos krigados em Osse A e Osse B foi de 79 e 92, respectivamente.

A figura 4.14, mostra um mapa com os blocos que tiveram a sua espessura média krigada coloridos de acordo com uma escala de cores em função dos valores estimados para a Jazida de Osse A. Os blocos em pretos não foram estimados.

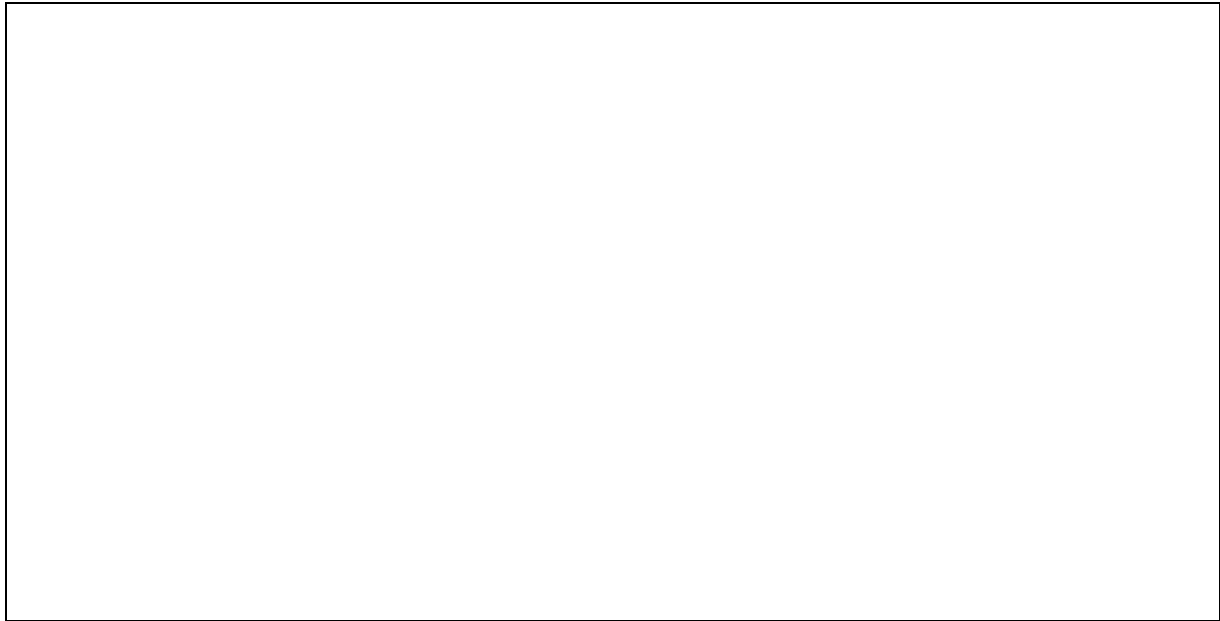


Figura 4.14- Mapa de cores dos valores da espessura de minério krigada da Jazida de Osse A

Uma vez feitas as estimativas usando o método geoestatístico por krigagem ordinária, procedeu então, o cálculo das variáveis de interesse de maneira a se qualificar e quantificar as reservas existentes. Essas variáveis foram a tonelagem de minério e o teor global. Para a jazida de Osse A um total de 3,2 milhões de toneladas de minério de ferro foi obtido, enquanto que para a jazida de Osse B este total foi de 2,9 milhões de toneladas.

Importa relatar que, para as demais jazidas de Kassinga Norte (Indungo, Mussessas e Cassongue) não foi feito o estudo de geoestatístico pelo fato de que, o banco de dados fornecido e referente a estas jazidas, não possuem informações suficientes e confiáveis para se fazer um estudo de estimativas por krigagem de modo a se obter resultados satisfatórios. Esses dados são: A densidade, coordenadas de localização, teor de Ferro, etc.

4.5. Planejamento de lavra de mina

A realização de um plano de mina consiste de um processo iterativo e é totalmente interligada ao modelo do sólido geológico. O planejamento de lavra tem o seu início nas áreas

mais econômicas ou as que apresentam a melhor qualidade em termo de teor sendo que essas áreas podem ser alvos na fase subsequente do desenho da cava.

Uma vez realizado o planejamento, as reservas e as informações de qualidade são armazenadas do banco de dados de acesso rápido e fácil onde podem ser vistas, editadas e manipuladas.

Os dados de investigação disponíveis até o momento atual provenientes de poços, com espessura máxima de minério investigada igual a 5,10m aliada à falta de um mapa topográfico da região não permitiram que se pudesse aplicar a metodologia proposta à jazida de Osse A e Osse B. Partiu-se então para a criação de uma jazida representativa a partir dos dados disponíveis da jazida Osse A. Essa jazida representativa foi criada multiplicando-se a espessura de estéril e minério por 20. Ao teor de ferro aplicou-se um fator de tal forma que a cada 10m de minério o teor inicialmente medido nos poços era diminuído de 0,5%. Nenhuma alteração foi feita em relação a densidade de minério e estéril. Alguns ajustes foram feitos nas cotas das bocas dos poços e a partir destas cotas foi gerada uma topografia para a região de forma a gerar um depósito adequado para a demonstração da metodologia proposta com o uso de ferramentas computacionais.

4.5.1. Geração de um modelo geológico

A partir das informações de poços disponíveis modificadas (cota da cabeça do poço, espessura de minério e estéril) procedeu-se a modelagem geológica da jazida representativa ao estudo de caso aplicado, utilizando o software Gemcom Surpac. Uma vez que não se tem outros registros referentes a diferentes tipos de litologia, consideraram-se apenas dois tipos litológicos: minério e estéril. A partir destas informações dos poços dispostos aproximadamente em uma malha de 100m por 100m, foram realizadas seções verticais e depois um sólido geológico ageológico a 3D foi gerado, mostrado na figura 4.15. Um total de 86 poços foram utilizados.

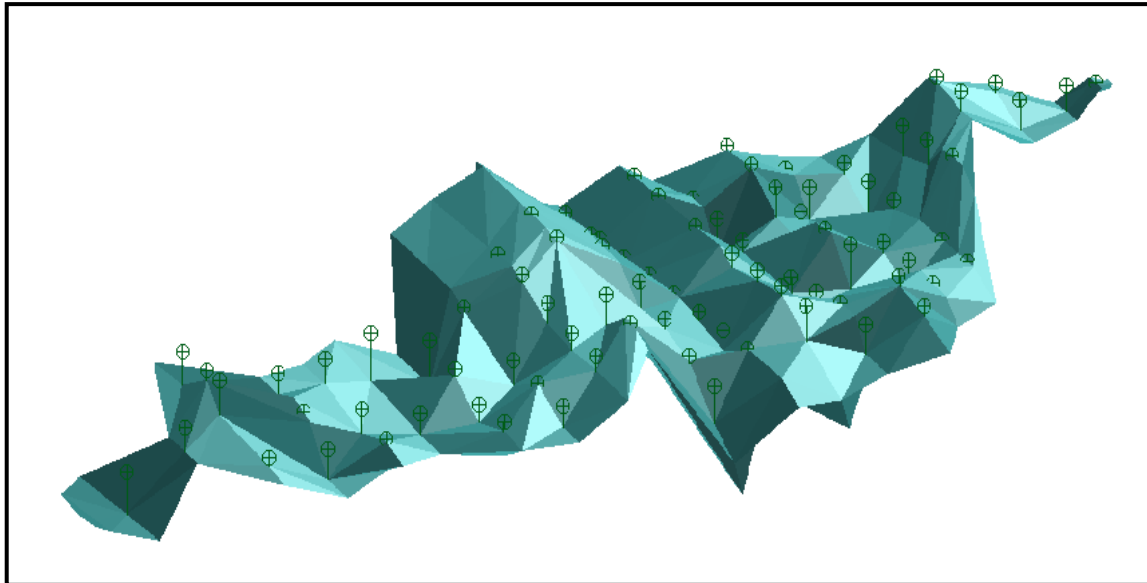


Figura 4.15 – Sólido geológico da jazida representativa aplicado ao estudo de caso, com informações dos poços de pesquisa

Após a geração do sólido, uma validação foi realizada no intuito de permitir que o mesmo fosse integrado em um modelo de blocos com as suas respectivas informações.

4.5.2. Modelo de bloco e estimativa de reservas

Um modelo de blocos de dimensões proporcionais ao tamanho da malha de pesquisa e espaçamento das seções geológicas foi gerado buscando atender toda a demanda do planejamento de lavra. A dimensão dos blocos do modelo são de 15m por 15m por 10m segundo as direções x, y e z respectivamente, totalizando 491520 blocos. Ao integrar o sólido geológico ao modelo de blocos, cada bloco foi carimbado como sendo minério, estéril ou ar. Os demais parâmetros do modelo de blocos gerado se encontram na tabela 4.3.

Tabela 4.3-Informações do modelo de blocos

Tipo	Direção x	Direção y	Direção z
Coordenada mínima	1238835	8371005	1300
Coordenada máxima	1241235	8372445	1620
Tamanho do bloco (m)	15	15	10
Número de blocos	160	96	32

Os dados contidos nos poços de sondagem foram regularizados para um suporte de 10m equivalente a altura dos bancos de lavra a serem usados no planejamento, para realização das análises estatísticas básicas, cálculo dos variogramas e estimativas por krigagem ordinária. Estes banco de dados e o modelo de blocos foram então carregados para o programa Isatis. Realizou-se o modelamento variográfico e posteriormente a estimativa dos teores médios de Fe e da densidade média de minério dos blocos por krigagem ordinária, para todos os blocos que tinham sido anteriormente definidos como minério. A amplitude máxima do modelo variográfico para a variável teor de ferro foi de 400m e para a densidade, a amplitude foi de 280m. Cada bloco de minério estimado foi classificado também como reserva medida, indicada e inferida. Um total de 18814 blocos de minério foram estimados.

Estas informações foram então exportadas para o modelo de blocos do Surpac, que passou a ter os seguintes atributos além das coordenadas do centróide cada bloco: teor de Fe, densidades de minério a cada bloco, tipo de material (minério ou estéril), códigos litológicos do modelo geológico (para minério, estéril ou ar), e classificação dos recursos (medido, indicado e inferido).

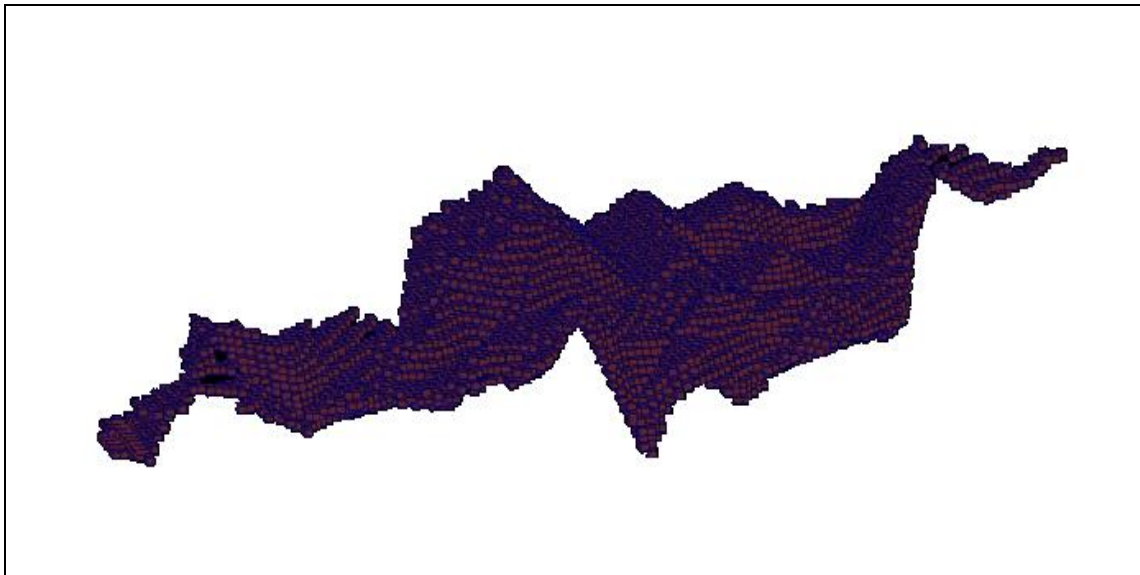


Figura 4.16– Modelo de blocos com os seus atributos carregados

4.5.3. Otimização e geração da cava final

O processo de otimização e geração da cava final ótima em minas a céu aberto é um processo de decisão que determina o valor do empreendimento, definindo as áreas de lavra economicamente viáveis e a seqüência em que os recursos devem ser aproveitados dentro dessas áreas (Ascarza et al, 2008).

Portanto, a partir do conhecimento dos teores dos blocos, de informações geotécnicas e relativas a custos e receitas, serão definidos nesta fase, a cava final ótima e a seqüência econômica de lavra a longo prazo. Na otimização da cava final, utilizou-se o software Whittle Four- X.

(i) Premissas para geração de cavas matemáticas

A topografia e o modelo de blocos foram parâmetros indispensáveis na geração da cava matemática assim como os outros parâmetros utilizados que são listados a seguir :

- Teor de ROM (Fe);
- Densidades;
- Litologias;
- Recurso (medido, indicado, inferido)

Os critérios adotados durante a estimação das reservas para classificar os recursos como medido, indicado e inferido foram:

Recurso medido: Quando o número de amostras utilizados na estimativa do teor médio de ferro do bloco foi no mínimo de três (3) e a distância média entre as amostras e o centro do bloco de até 200 metros.

Recurso indicado: Quando o número de amostras utilizados na estimativa do teor médio de ferro do bloco foi igual a dois (2) e a distância média entre as amostras e o centro do bloco entre 200 metros e 300 metros.

Recurso inferido: Quando o número de amostras utilizados na estimativa do teor médio de ferro do bloco foi igual a um (1) ou a distância média entre as amostras e o centro do bloco maior que 300 metros.

Para a definição do número de amostras que entraram na estimativa de cada bloco foi utilizada uma pesquisa por setores.

Na tabela 4.4, são apresentados os valores de recurso medido, indicado e inferido, obtidos na estimação dos blocos.

Tabela 4.4- Recurso medido, indicado e inferido

Recurso	Volume (Mm³)	Tonelagem (Mt)	Teor do ROM Fe (%)
Medido	28,17	64,40	45,53
Indicado	1,32	2,81	44,54
Inferido	11,54	26,67	44,82
Total	41,04	93,88	45,30

(ii) Parâmetros geométricos e econômicos para geração de cavas matemáticas

Abaixo estão listados os parâmetros necessários para a geração de cavas matemáticas.

- Tamanho dos blocos: Foi utilizado um tamanho de x=15 m, y=15 m e z=10m;
- Ângulo geral de talude: 38°;

- Custo de lavra de minério e estéril: US\$ 2/t;
- Custo de processo: US\$ 7/t;
- Escala de produção: 10 Mtpa (Milhões de toneladas por ano);
- Tipo de produtos: Finos (Sinter Feed e Pellet Feed)
- Preço de venda dos produtos (Finos): US\$ 55.00/t FOB Mina
- Recuperação na lavra: 100%
- Teor médio no concentrado (Finos): 67% de Fe
- Recuperação metalúrgica: 80%

Importa realçar os parâmetros acima são relacionados aos mais utilizados na maioria das minas do quadrilátero ferrífero em Minas Gerais.

(iii) Função benefício

Na função benefício buscamos estimar o valor econômico de cada bloco, com base nos parâmetros de custos, preços, teores e qualidade dos produtos que se espera produzir. Para um bloco classificado como estéril essa função atribui o valor do custo de extração, remoção e deposição. O bloco de minério recebe a diferença da soma de todas as receitas geradas com a venda dos produtos pela soma de todas as despesas de lavra, beneficiamento e refino do minério e comercialização dos produtos.

Valor Econômico do Bloco de Minério: Receitas - Despesas,

Onde:

Receitas: Massa do bloco (t) * recuperação da lavra * recuperação mássica do produto * Preço de venda do produto

Despesas: (Massa do bloco (t) * custo de lavra) + (massa do bloco (t) * recuperação da lavra * custo de processo)

Valor Econômico de um Bloco de Estéril: massa do bloco (t) * Custo de lavra de estéril

Com as informações acima listadas, foram calculados os valores econômicos de cada bloco que foram em seguida carregados para o software *whittle*, de modo a se determinar a cava final ótima.

Utilizando *whittle four-X* se encontrou uma seqüência ótima de *pushbacks* mantendo o preço do bem mineral, por meio da aplicação de um fator de receita sobre o preço do minério tomado como base. Nesta seqüência de expansões de cavas se podem identificar os limites de lavra da cava final ao mesmo tempo em que se maximiza o VPL do projeto. Na otimização econômica da cava para a jazida representativa ao estudo de caso, para um dado cenário se fez variar o fator de receita de 0,1 até 1 com incrementos constantes de 0,03 e foram geradas sistematicamente 31 cavas aninhadas (*nested pits*), especificando para cada cava a quantidade de estéril e minério, relação estéril/minério, teores médios, dentre outros parâmetros.

Esta seqüência de expansões de cavas é a base do planejamento de minas a céu aberto utilizando *whittle four-X* e corresponde aproximadamente à forma em que a geometria da cava evolui com o tempo. Para poder determinar a evolução das cavas no tempo se estabeleceu uma escala de produção anual total (minério e estéril) de 3600000 t/ano e uma taxa de desconto anual de 10% para o cálculo dos fluxos de caixa descontados em cada cava. Em termos de maximização dos fluxos de caixa descontados (maximizar VPL), o mais baixo fator de receita produz uma cava suficientemente grande para justificar sua lavra e deve ser também a parte do depósito que deveria se lavar primeiro. Da mesma forma, ao incrementar o fator de receita aplicado ao preço do minério se encontrou um segundo momento de expansões de cava e assim sucessivamente uma seqüência dos mesmos foi obtida, podendo-se identificar os de maior VPL e a forma de como se dá a evolução da cava com o decorrer do tempo.

Na tabela 4.5, são apresentadas as cavas matemáticas geradas pelo aplicativo *whittle Four-X*, para o melhor e o pior caso enfocando os seus valores descontados dos respectivos fluxos de caixa, a quantidade de minério e estéril produzida em cada cava, assim como a vida útil em cada uma delas.

Tabela 4.5- Cavas matemáticas geradas pelo whittle four-X

Cava final	FCD melhor caso (US\$)	FCD pior caso (US\$)	ROM (t)	Estéril total (t)	Vida útil da mina, melhor caso (anos)	Vida útil da mina, pior caso (anos)
1	137956619	137956619	7012277	871702	2	2
2	440099805	437941479	32686382	16440822	9	9
3	540793624	521285324	50718021	33128603	14	14
4	565915723	528558750	58043366	43558862	17	17
5	572165556	522698222	60275680	48697765	17	18
6	574578595	516736330	61410068	51617500	18	18
7	576047552	511683242	62198752	53927499	18	19
8	577105104	503249033	62872998	56621559	19	19
9	577755614	496338576	63332418	58957278	19	19
10	578516992	490978235	63944809	62754287	20	20
11	578841230	483472472	64371318	65002441	20	20
12	579007478	478195785	64603077	66671958	20	20
13	579350810	463882574	65291084	72968458	21	21
14	579379395	461177865	65411894	73725857	21	21
15	579380111	455061865	65614089	75151730	21	21
16	579376733	454142117	65642576	75379430	21	21
17	579367020	453667562	65667935	75621980	21	21
18	579356259	453197038	65688973	75819624	21	21
19	579054002	439770750	66160504	80424320	22	22
20	579038265	438828624	66185097	80647070	22	22
21	579033655	438674833	66190407	80706853	22	22
22	579015166	438384381	66206248	80929568	22	22
23	578995854	438092955	66219974	81147818	22	22
24	578820087	433051432	66352709	82901270	22	22
25	578761579	431975290	66388397	83508749	22	22
26	578672603	429970533	66438483	84350391	23	22
27	578630767	428199125	66464066	84711741	23	22
28	578620896	428058730	66468116	84800841	23	22
29	578193747	424854836	66729230	88153927	23	22
30	577900926	415951134	66841393	90654896	23	23
31	577782708	415072085	66902278	91535996	24	23

A figura 4.17, faz uma comparação detalhada e importante para a determinação da cava final ótima, enfocando os dois casos (pior e melhor caso) onde a curva em azul determina o melhor caso e a vermelha o pior caso.

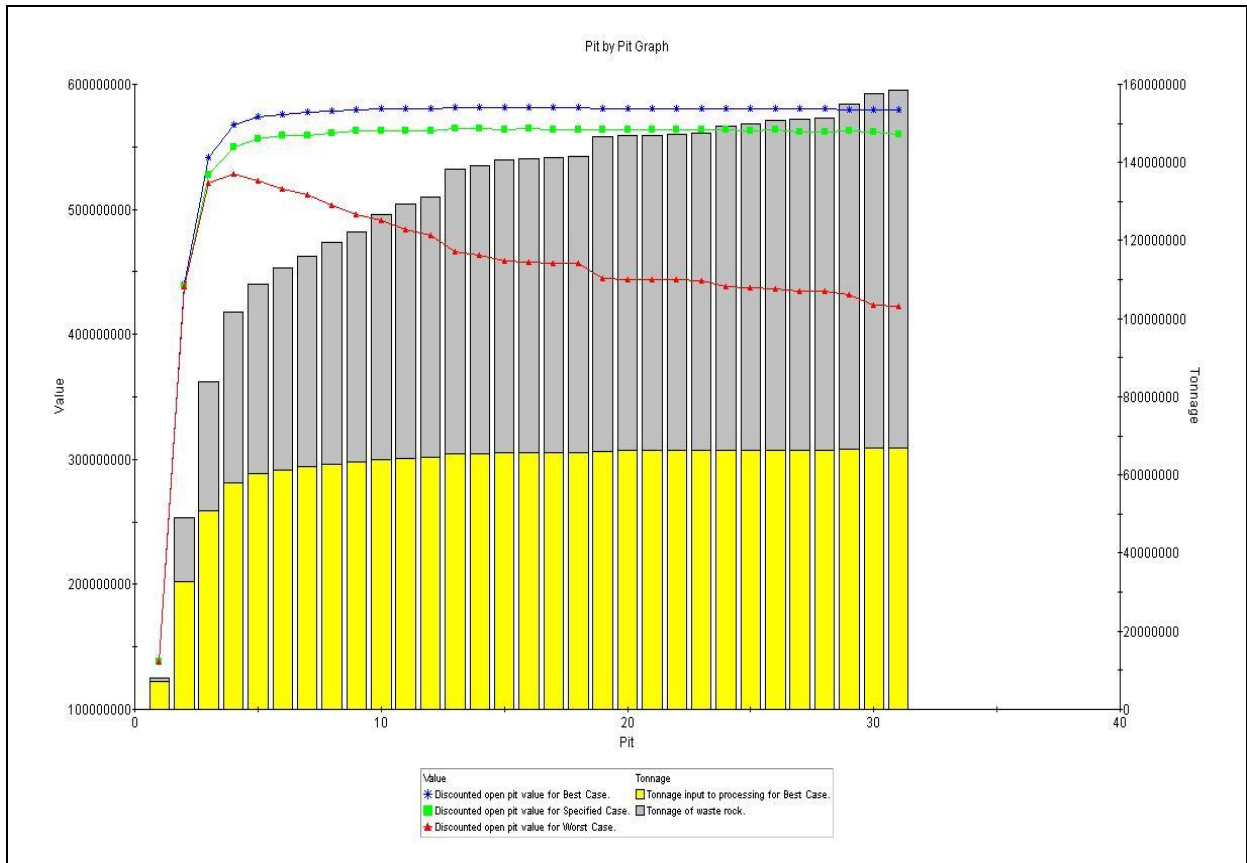


Figura 4.17- Comparação das cavas matemáticas geradas pelo whittle Four-X, enfocando o pior e o melhor caso

De posse desses dados simulados, foram determinadas a cava economicamente lavável e a cava final ótima, cujos resultados serão apresentados mais à frente.

4.5.4 Seqüenciamento da lavra

Segundo Ascarza (2008) o planejamento tático de lavra consiste em se desenvolver programas de produção que definem uma seqüência de lavra do recurso, decidindo-se como, quando e onde serão lavradas as reservas contidas na cava, utilizando-se eficaz e eficientemente os recursos disponíveis da empresa e respeitando as restrições físicas, operacionais, ambientais e de segurança do projeto, e que permita alcançar os objetivos previamente fixados, segundo uma

estratégia determinada em horizonte não apenas de médio e curto prazo, mas fundamentalmente a de longo prazo, como ocorre no nosso caso.

Os resultados dos programas de produção elaborados com o *whittle four-X*, mostraram que o melhor cenário para o programa de produção foi gerado pelo algoritmo de *Milawa Balanced Tuned*. Este algoritmo incorporado no *whittle* satisfaz os requerimentos operação e beneficiamento, proporciona um ritmo de produção constante e VPL alto, sendo válido para fins estratégicos e cálculos de fluxos de caixa, mas apresenta problemas em sua implementação prática e ou operacional em relação à aderência e ao fato de que não levam em consideração as restrições de lavra.

Essas restrições de lavra se referem a qualquer parte do processo de lavra que pode afetar o modo através do qual o programa de produção pode ser efetuado. As restrições podem ser limitações físicas, disponibilidade de recursos, qualidades específicas de minério, etc. Realçamos que, para gerar programas de produção a longo prazo foi utilizado o *whittle four-X*, permitindo com que todas as variáveis e restrições do planejamento de mina fossem incorporadas e validadas.

O gráfico da figura 4.18, mostra o sequenciamento anual da lavra, para uma vida útil da mina de 18 anos, sendo que a produção (minério mais estéril) no primeiro quinquênio variou. A partir do terceiro ano do primeiro quinquênio até o primeiro ano do último quinquênio, a mesma se manteve constante motivado pelo fato de que quantidade de estéril e minério produzida serem bastante proporcionais, cobrindo o fluxo de caixa e gerando receitas a partir dos primeiros anos da vida da mina.



Figura 4.18- Seqüenciamento da lavra a longo prazo

Na tabela 4.6, é apresentado os períodos quinquenais da mina, isto é toda a vida útil da minha fazendo referencia a produção anual de minério e estéril assim como os seus respectivos teores.

Tabela 4.6- Produção Total da mina em cinco períodos quinquenais

Periodo de produção da mina (anos)	ROM produzido(t)	Estéril produzido(t)	REM	Teor de Fe(%)
1	3599916	1400084	0,39	44,77
2	3599919	1400081	0,39	45,37
3	3600000	4400000	1,22	45,68
4	3600000	4400000	1,22	47,31
5	3600000	4400000	1,22	47,66
6	3594924	4405076	1,23	46,45
7	3596992	4403008	1,22	47,30
8	3596558	4403442	1,22	48,26
9	3591035	4408965	1,23	44,39
10	3595767	4404233	1,22	45,18
11	3593508	4406492	1,23	46,56
12	3592444	4407556	1,23	45,63
13	3597926	4402074	1,22	43,71
14	3591964	4408036	1,23	43,64
15	3600000	4394203	1,22	44,05
16	3599999	4354197	1,21	42,09
17	3600000	1675081	0,47	46,62
18	3452125	599429	0,17	49,30

O sequenciamento da lavra em longo prazo da jazida H incidiu-se na definição do programa de produção anual, mensal e de lavra de minério e estéril. As metas de quantidade de minério e estéril e REM buscaram alcançar os parâmetros econômicos estabelecidas com o *whittle four-X* na otimização da cava final.

A figura 4.19, representa a cava matemática carregada com o modelo de bloco e os seus respectivos parâmetros. As cores que se apresentam nas figuras, representam o material que vai sendo lavrado (ROM+Estéril) ao longo da vida útil da mina.

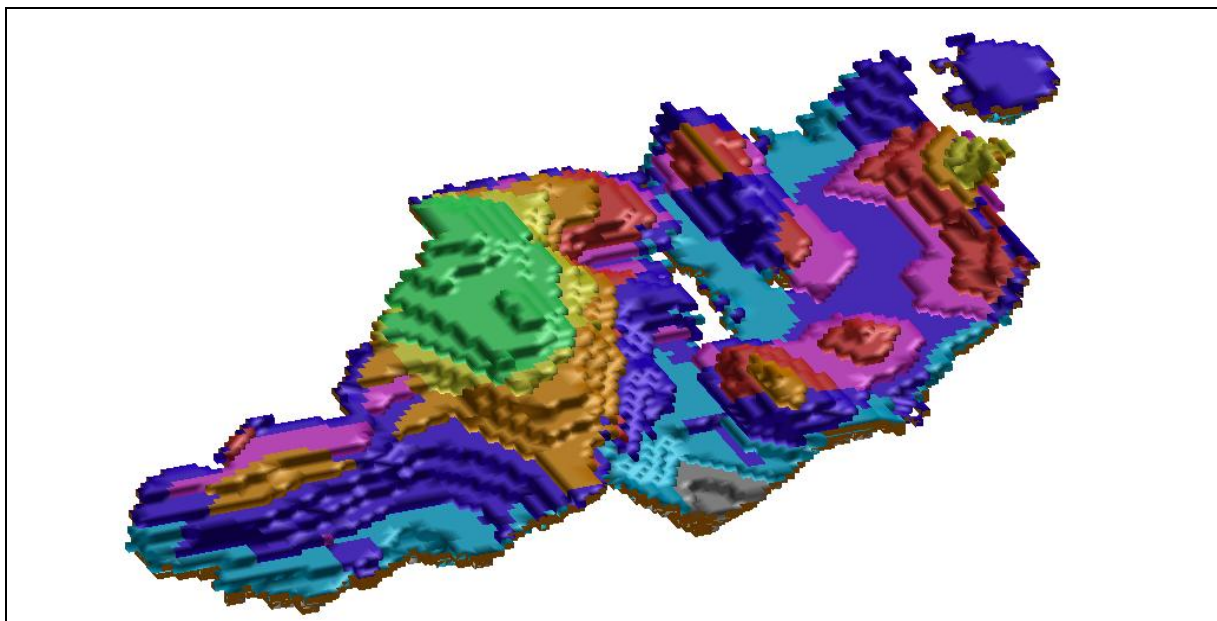


Figura 4.19- Cava final ótima carregada com o modelo de blocos

Da figura 4.20 a 4.28 demonstramos o seqüenciamento de lavra em todos os períodos quinquenais e observa-se que à medida que mudamos de figura as cores em cada uma delas vão diminuindo até se chegar a última cava onde não constam quaisquer colorações.

Com essa mudança de cores, pretendemos demonstrar a lavra de minério de esteril em cada período quinquenal, isto é desde o 1º ano do primeiro quinquênio até ao último ano correspondente ao 18º, corresponde ao último quinquênio.

Importa referir que, tão logo se determine a cava final ótima e a seqüência da lavra ao longo, médio e curto prazo, deve se fazer o processo de operacionalização da cava matemática que consiste no traçado do pé e crista das bancadas, rampas de acesso, bermas de segurança, praças de trabalho, etc. de modo que se permita desenvolver segura e eficientemente todas as operações de lavra.

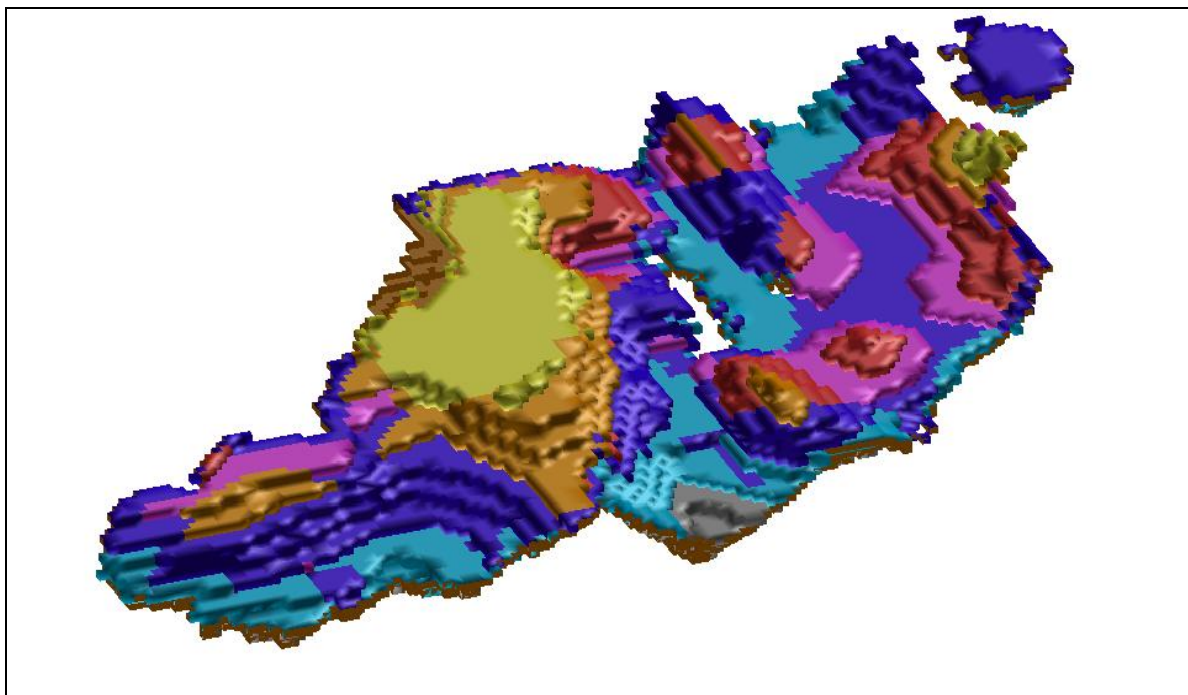


Figura 4.21- Seqüenciamento da produção da mina do 1º ano do primeiro qüinqüênio

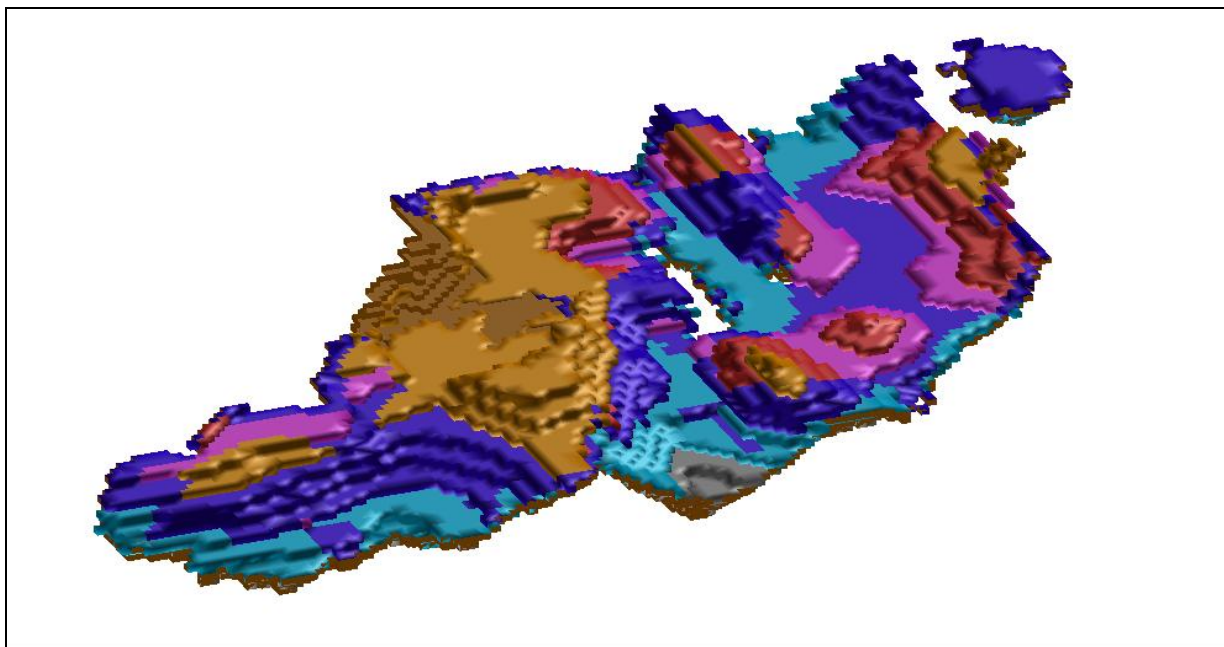


Figura 4.22- Seqüenciamento da produção da mina do 2º ano do primeiro qüinqüênio

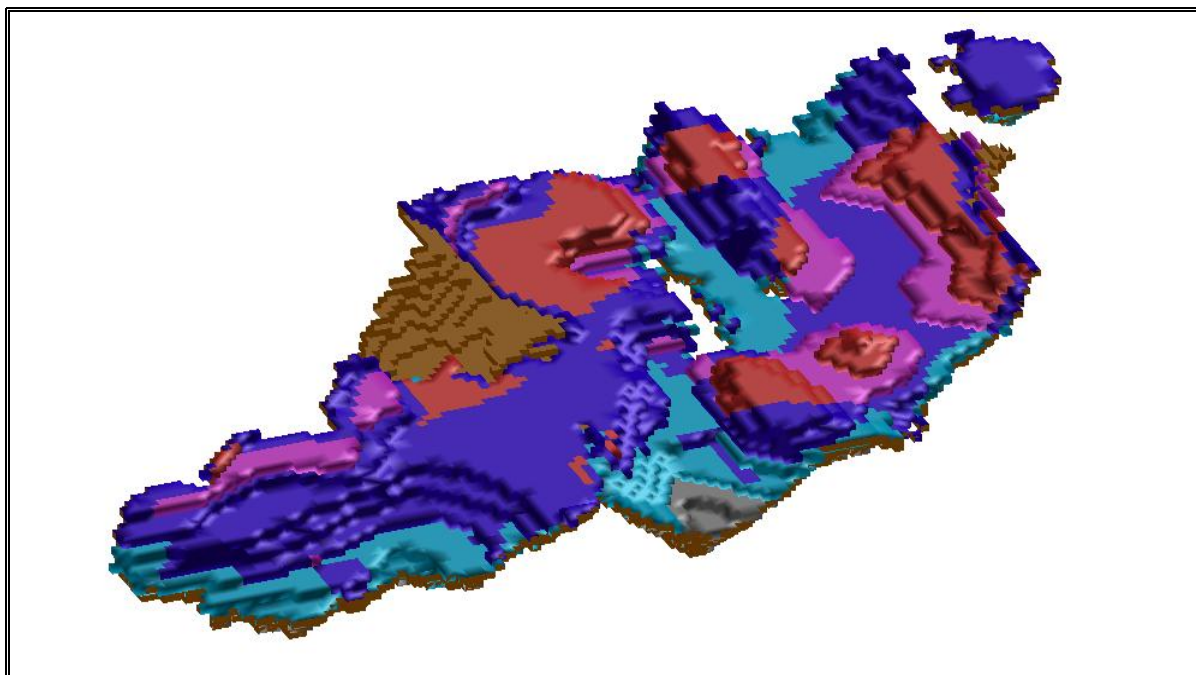


Figura 4.23- Sequenciamento da produção da mina do 3º ano do primeiro quinquênio

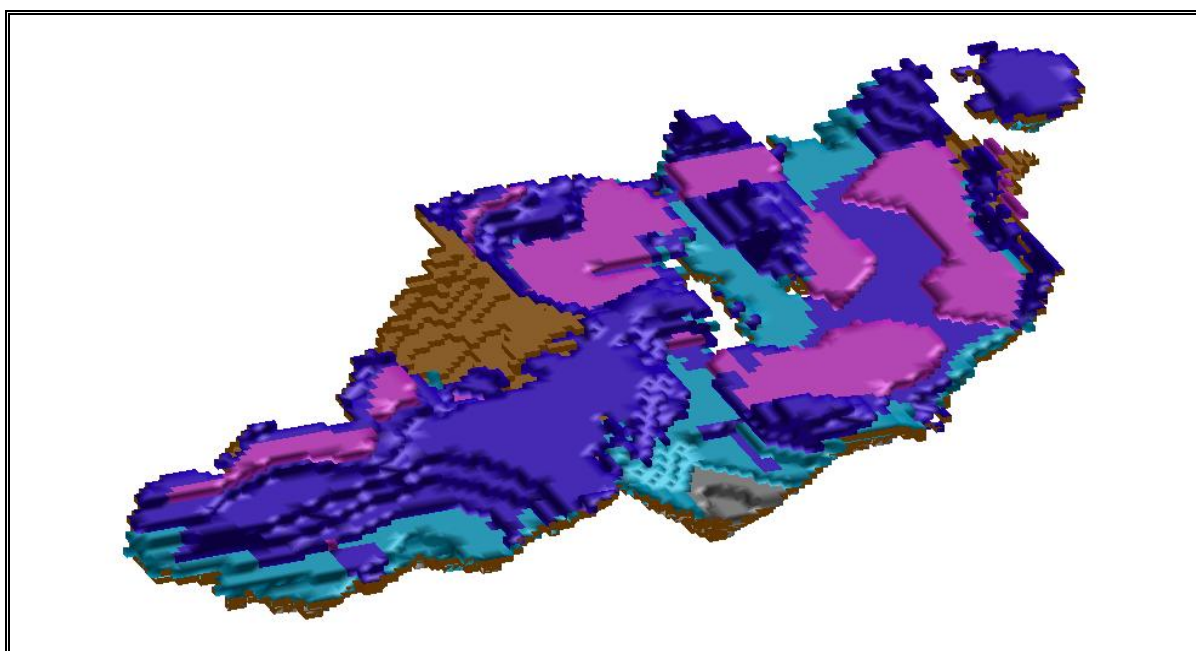


Figura 4.24- Sequenciamento da produção da mina do 4º ano do primeiro quinquênio

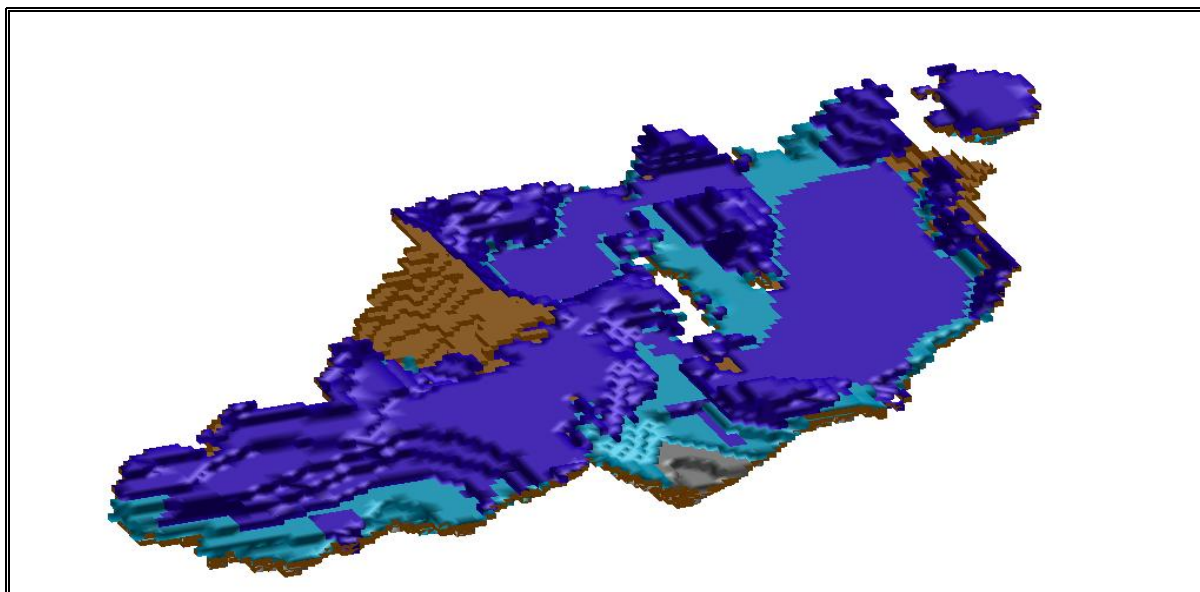


Figura 4.25- Seqüenciamento da produção da mina do 5º ano do primeiro qüinqüênio

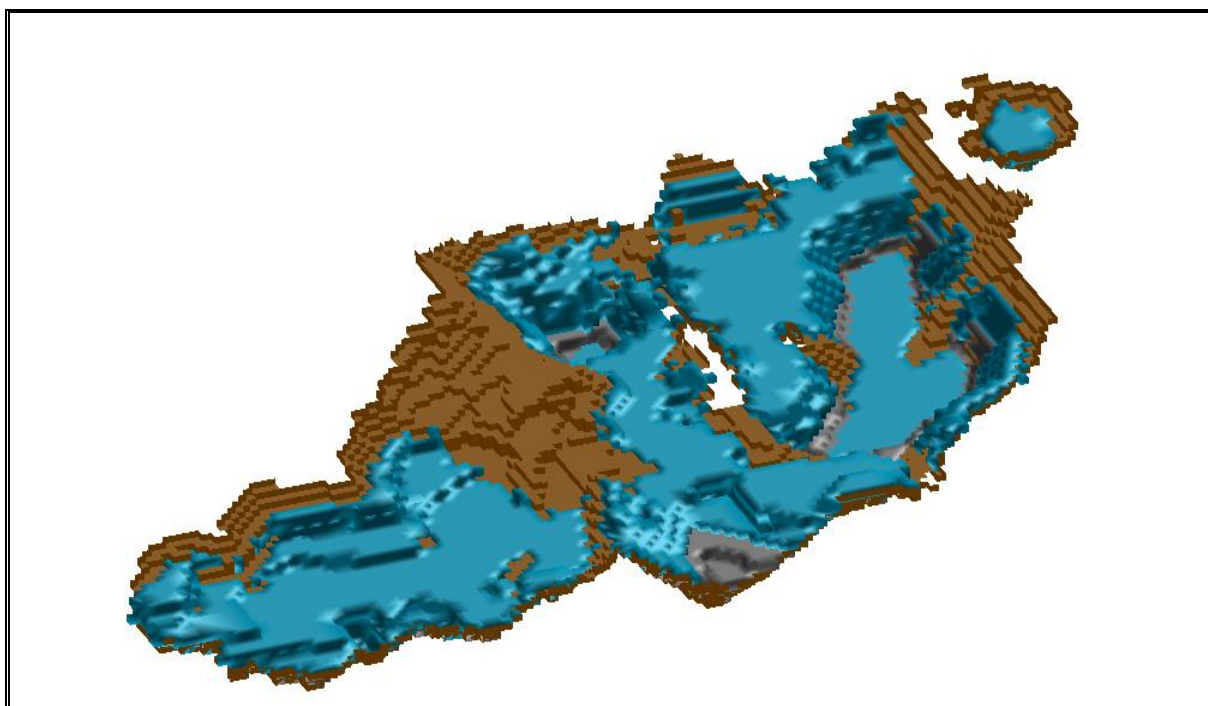


Figura 4.26- Seqüenciamento da produção da mina do 6º ao 10º ano no segundo qüinqüênio

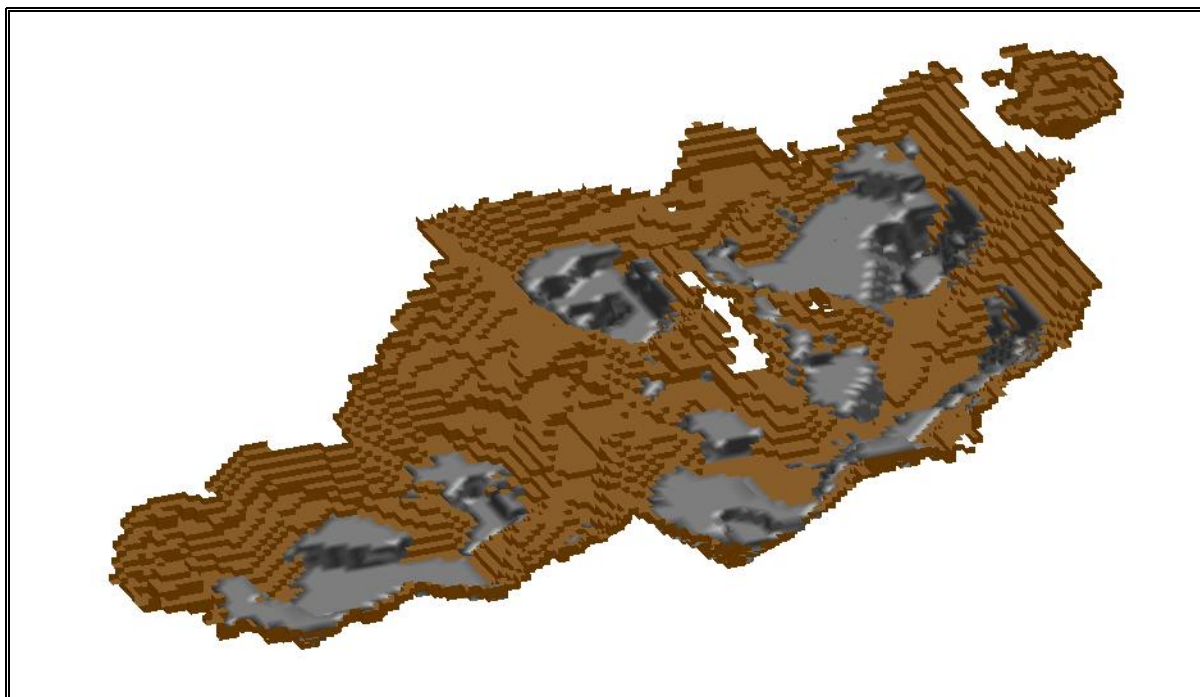


Figura 4.27- Sequenciamento da produção da mina do 11º ao 15º ano no terceiro quinquênio



Figura 4.28- Sequenciamento da produção da mina do 16º ao 18º ano, no último quinquênio

5- Resultados

5. 1- Estimativas de reservas

Nas estimativas das reservas, obtivemos para a jazida de Osse A um total de 3,2 milhões de toneladas de minério de ferro, enquanto que para a jazida de Osse B este total foi de 2,9 milhões de toneladas. Os gráficos da figura 5.1 e 5.2 mostram os histogramas dos teores médios de Fe dos blocos para as Jazidas de Osse A e Osse B, sendo que a média indicada em cada histograma representa o teor médio global de cada jazida. Importa realçar que o teor médio de cada bloco foi encontrado pelo quociente da massa de ferro krigada pela massa de minério por bloco.

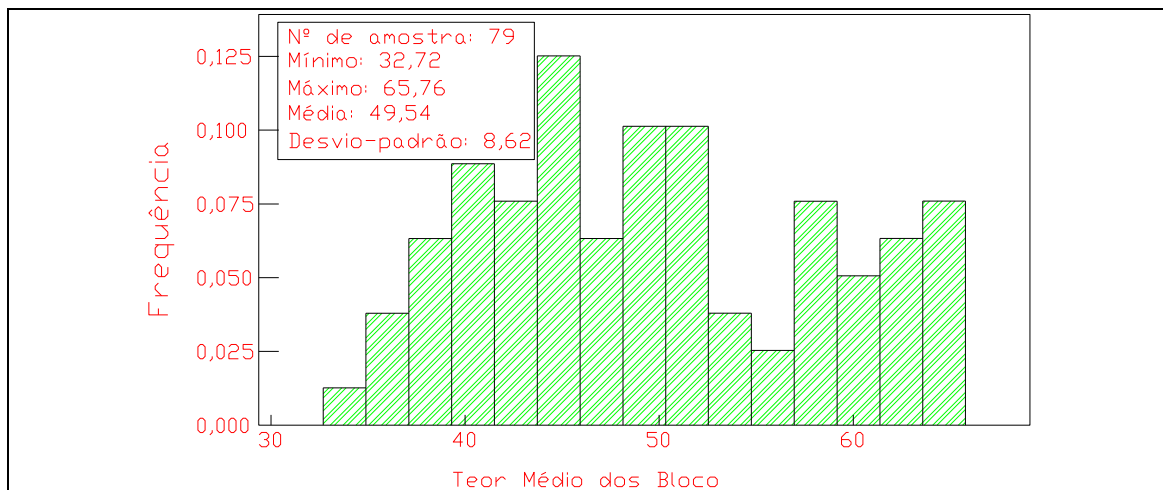


Figura 5.1-Histograma dos teores médios dos blocos estimados nas jazidas de Osse A

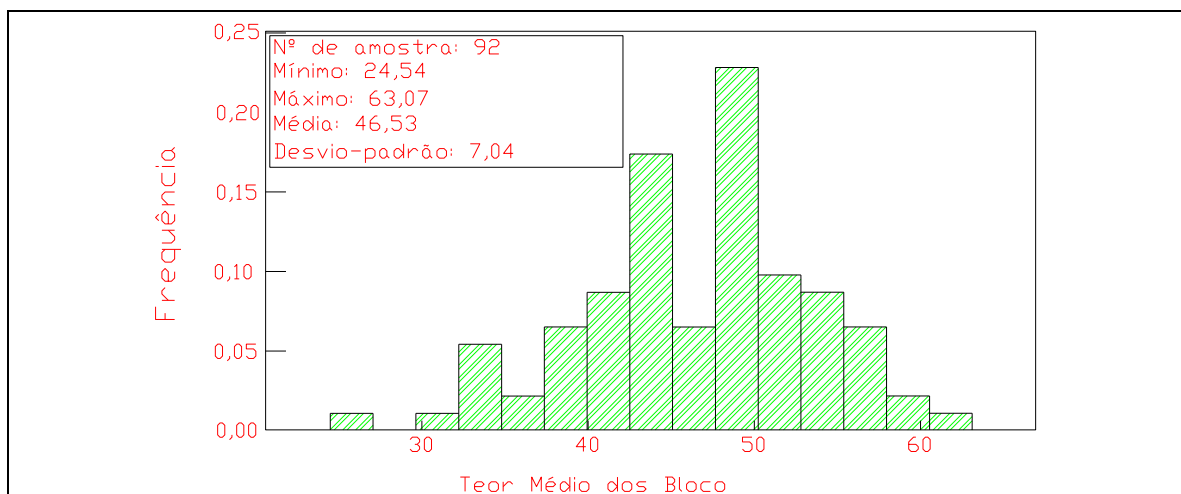


Figura 5.1-Histograma dos teores médios dos blocos estimados nas jazidas de Osse B

A tabela abaixo apresenta os resultados das estimativas das reservas por krigagem ordinária das jazidas de Osse (A e B), assim como os resultados das mesmas jazidas estimadas pelo método do polígono de influencia, elaborado em outros estudos na mesma região. As variáveis apresentadas são a tonelagem e o teor.

Tabela 5.1- Tonelagens e teores dos métodos de estimativa utilizados nas Jazidas

	Jazidas	Tonelagem (Mt)	Teor de Fe(%)
Krigagem ordinária	Osse A	3,2	49,54
	Osse B	2,9	46,53
Polígono de influência	Osse A	3,4	46,34
	Osse B	2,3	45,31

5.2- Planejamentos de lavra

No planejamento da lavra buscou-se atender as exigências mínimas e necessárias ao desenvolvimento e operação da mina, ao longo da vida útil da mina e neste trabalho se restringiu basicamente ao processo de otimização e sequenciamento da cava final ótima, usando o recurso computacional whittle four-X.

No processo de otimização, foram geradas 31 cavas matemáticas, sendo que dentre elas apenas uma foi selecionada como cava final ótima, pois que a mesma apresenta um VPL alto e se comparando com as cava posteriores ela apresenta um baixo incremento de minério e um alto incremento de esteril, ou seja, ela se encontra num patamar que eleva o calculo da vida útil da mina. Dentro das 31 cavas geradas pelo whittle four-X, foi a cava 12, selecionada como a nossa cava final ótima visto que a mesma atende ao justificado acima.

A figura 5.2 apresenta duas curvas que foram determinantes da seleção da cava final ótima. No gráfico desta figura, a curva em azul determina o melhor caso e a vermelha, o pior caso. As barras na cor cinza representam à produção de esteril e as amarelas a produção de minério.

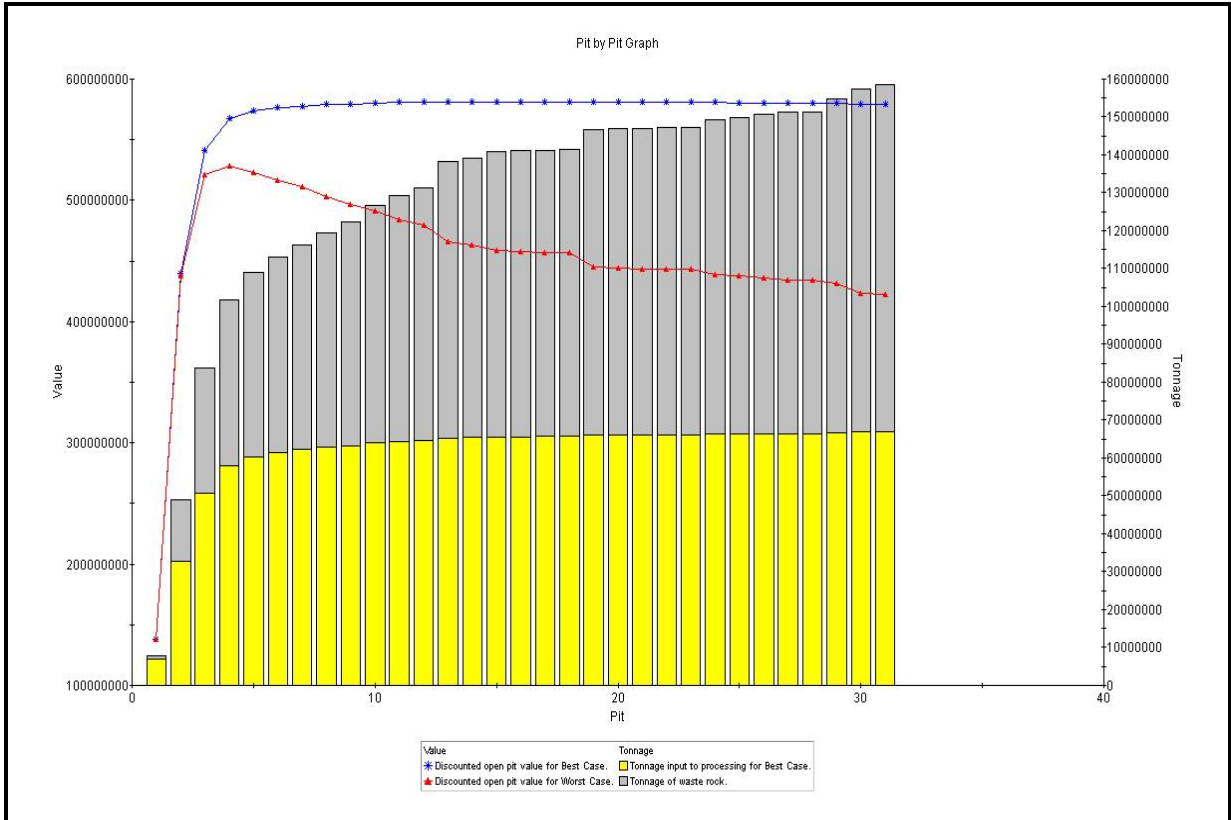


Figura 5.2- Cavas matemáticas representando o melhor e o pior caso de cada uma delas

A seguir, são mostrados na tabela 5.2, os resultados do processo de otimização onde de forma detalhada é apresentada a quantidade de material existente em cada cava (ROM + Estéril), as quantidades de estéril e minério produzidas, a relação estéril/minério em cada cava assim como o teor global de cada cava.

Tabela 5.2-Cavas matemáticas e os parâmetros analisados

Cava	Material lavrado (t)	Esteril lavrado (t)	Minério lavrado (t)	REM	Teor de Fe (%)
1	7 883 640	871 695	7 011 945	0,12	48,54
2	49 125 488	16 440 705	32 684 783	0,50	47,62
3	83 843 978	33 128 370	50 715 608	0,65	46,56
4	101 599 133	43 558 538	58 040 595	0,75	46,15
5	108 970 200	48 697 402	60 272 798	0,81	46,07
6	113 024 250	51 617 115	61 407 135	0,84	45,98
7	116 122 883	53 927 100	62 195 783	0,87	45,90
8	119 491 110	56 621 115	62 869 995	0,90	45,85
9	122 286 218	58 956 818	63 329 400	0,93	45,83
10	126 695 588	62 753 805	63 941 783	0,98	45,83
11	129 370 208	65 001 938	64 368 270	1,01	45,78
12	131 271 458	66 671 438	64 600 020	1,03	45,77
13	138 255 885	72 967 882	65 288 003	1,12	45,79
14	139 134 083	73 725 278	65 408 805	1,13	45,77
15	140 762 138	75 151 148	65 610 990	1,15	45,74
16	141 018 323	75 378 848	65 639 475	1,15	45,74
17	141 286 230	75 621 397	65 664 833	1,15	45,74
18	141 504 908	75 819 038	65 685 870	1,15	45,73
19	146 581 110	80 423 730	66 157 380	1,22	45,67
20	146 828 453	80 646 480	66 181 973	1,22	45,66
21	146 893 545	80 706 262	66 187 283	1,22	45,66
22	147 132 090	80 928 967	66 203 123	1,22	45,66
23	147 364 065	81 147 217	66 216 848	1,23	45,66
24	149 250 240	82 900 665	66 349 575	1,25	45,65
25	149 893 403	83 508 143	66 385 260	1,26	45,65
26	150 785 123	84 349 778	66 435 345	1,27	45,64
27	151 172 055	84 711 127	66 460 928	1,27	45,64
28	151 265 205	84 800 227	66 464 978	1,28	45,64
29	154 879 403	88 153 313	66 726 090	1,32	45,58
30	157 492 508	90 654 255	66 838 253	1,36	45,58
31	158 434 493	91 535 355	66 899 138	1,37	45,56

Uma vez determinada a cava final ótima, elaborou-se uma seqüência de lavra da cava selecionada onde criteriosamente se determinou a produção anual da mina, produção diária da mina a vida útil da mina cujos resultados são apresentados na tabela 5.3.

Tabela 5.3- Produção e vida útil da mina do ano zero até a exaustão

Produção anual (t/ano)	3.600.000
Produção diária (t/dia)	10.000
Vida útil da mina (anos)	18

6. Conclusões e recomendações

Em relação às tonelagens, houve uma diferença entre os dois métodos de estimativa (polígono de influência e krigagem ordinária) de cerca de 7% para a Jazida de Osse A e de 20% para a jazida de Osse B. Em relação aos teores a diferença em termos absolutos foi de 3,2% para a Jazida de Osse A e de 1,22% para a Jazida de Osse B. Neste caso, pode-se mostrar que a adoção de métodos diferentes de estimativas pode impactar muito os resultados. Daí a importância de se utilizar técnicas mais confiáveis de estimativas de reservas que procurem considerar a variabilidade espacial e que forneçam uma idéia da qualidade ou confiança da estimativa que será feita, tais como os métodos de estimativas por krigagem.

No planejamento de mina, a cava matemática selecionada (cava 12), apresenta um bom fluxo de caixa e nota-se que a variação que se verifica da relação estéril/minério não compromete os lucros da mina por gerar um VPL alto e uma vez determinada à seqüência da lavra e ao se fazer a operacionalização da cava matemática deve prestar bastante atenção com a aderência, pois que nessa etapa acontecem mudanças na geometria original da cava alterando as quantidades de minério e estéril, e conseqüentemente o lucro líquido do projeto.

Por outro lado, observamos que os resultados das análises qualitativas e quantitativas das reservas são suficientemente bons para se propor um plano de aproveitamento econômico, mas ocorre que os mesmos não apresentam espessuras (suporte) de minério e estéril comumente usadas para se modelar depósitos minerais com o uso de aplicativos computacionais, pelo que concluímos e recomendamos a necessidade se de realizar novos estudos de sondagem, na região por meios dos quais também será possível levantar novas variáveis de controle e de interesse no estudo de estimativas de reservas, modelagem geológica e planejamento de lavra .

Recomendamos também um estudo de topografia com levantamento de detalhe de toda a região de Kassinga Norte, com a marcação dos principais pontos referências da região.

Na otimização e geração da cava final, os parâmetros geométricos e econômicos utilizados para o cálculo da função benefício e conseqüentemente a determinação da cava final,

foram com base naqueles utilizados na maioria das minas do quadrilátero ferrífero em Minas Gerais, por se notar semelhanças na geologia (tipo de rochas, teores, encaixantes, etc.) e na distância média de transporte da mina até ao embarque do minério, pelo que recomendamos que se utilizassem esses parâmetros na fase de retomada às operações de lavra a se iniciar em breve.

Ao longo do desenvolvimento da dissertação, a metodologia aplicada ao estudo de caso mostrou que é possível se iniciar um ciclo de lavra, mas é importante realçar que para se concretize o supracitado, devemos contemplar os fatores críticos de sucesso, em projetos de mineração, tais como: Conhecimento da geologia regional, conhecimento profundo das reservas minerais existentes, licenciamento ambiental, capacitação de mão-de-obra especializada, acessos aos recursos financeiros para o início das atividades, criação de infra-estruturas de apoio/logística, estabilidade política, acesso a tecnologia a ser aplicada em todas as etapas do processo produtivo e por fim a comunicação permitindo que haja união entre todas as estruturas envolvidas no projeto, pelo que recomendamos que se iniciasse uma profunda e criteriosa avaliação sobre todos esses aspectos acima referidos.

7. Referências Bibliográficas

- ACHIREKO, P.K. **Application of modified conditional simulation and artificial neural networks to open pit optimization**. 179p. PhD thesis, Dalhousie University Daltech, Nova Scotia, Canadá, 1998.
- ANDRIOTTI, J.L.S. **Fundamentos de estatística e geoestatística**. Editora UNISINOS, Universidade do Vale do Rio dos Sinos, Rio Grande do Sul, 2003, 165p.
- ARMONY, M. **Informática aplicada ao planejamento e redução de custos na lavra**. Curso Profissional, Ietec-Instituto de Educação Tecnológica, Belo Horizonte, 1998.
- ARMSTRONG, R. D. et al. **Strongly polynomial dual simplex methods for the maximum flow problem**. *Mathematical programming*, v.80, p.17-33, França, 1998.
- ASCARZA, B. F. **Planejamento de lavra estratégico e tático de morro da mina- Conselheiro Lafayete-MG**. Dissertação de Mestrado do Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral da Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, 2008, 132p.
- BHATTACHARYA, J. **Principles of mine planning**. Department of Mining Engineering of Institute Technology Kharagpur, India, 2003
- BARBER, J. & MOORE, B. **Strategy & tactics in mine planning**. Gemcom Software International Inc. Perth, Western Australia, 2007.
- BARTÁK, R. **On the boundary of planning and scheduling: A Study**, ERCIM/CompulogNet Workshop on Constraints, Paphos, Cyprus, 1999.

- BASU, A. J. & McFADZEAN, B. **Strategic planning in open pit mine optimisation.** SME annual meeting, Preprint 97-131, Denver, Colorado, Estados Unidos, 1997.
- BONGARÇON, D. F. & GUIBAL, D. **Algorithms for parametrizing reserves under different geometrical constraints.** 17th Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry, p.297-309, Berkeley, Estados Unidos, 1982.
- BONGARÇON, D.F. **Myth and reality: a status report on computer open pit optimization algorithms in the 90's.** França, 1993.
- BROOKER, P.I. (1979).Kriging. **Engineering mining journal**, 180(9): p148-153.
- BUSTILLO, R.M. & LÓPEZ, J.C. **Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras.** Madrid, España, 1997.
- CACCETA, L. & HILL, S.P. **An Application of branch and cut to open pit mine scheduling.** Journal of Global Optimization, v 27, n2-3, pp. 349-365, 2003.
- CAMUS, P.J. **Management of mineral resources: creating value in the mining business.** 120p, Michigan, USA, 2002.
- CARMO, F. A. R. **Metodologias para o planejamento de cavas finais de minas a céu aberto otimizadas.** Dissertação de Mestrado do Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral da Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, 2001.
- COSTA, R. R. **Projeto de mineração. 1a ed.** Ouro Preto: Universidade Federal de Ouro Preto, vol.1 e 2, Ouro Preto,1979.

- CRAWFORD, J. T. & HUSTRULID, W. A. **Open pit mining planning and desing.** American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc., UMI, Brooks on Demand, New York, Estados Unidos, 1979.
- CRAWFORD, J. T. & DAVEY, R. K. **Case study in open-pit limit analysis.** Computer Methods for the 80's in the Mineral Industry, p. 311-318, New York, Estados Unidos, 1979.
- CURI, A. **Apostila de planejamento de lavra.** Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2006, 102p
- DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL (DNPM). **Código de mineração e legislação correlativa.** Brasilia, DNPM, 1987, 333p.
- DAGDALEN, K. **Optimum multi-period open pit mine production scheduling.** PhD Thesis T-3073. Colorado School of Mines, 1986.
- DOWD, P.A & ONUR, A.H. **Open pit optimization, part 2: production scheduling and inclusion of roadways.** Transation institution of Mining and Metallurgy. P. A100-A103, Estados Unidos, 1993.
- FERRANGOL-E. P. **Estudo de viabilidade técnico-econômico das jazidas de minério de ferro remanescentes da região de Kassinga Norte.** Luanda-Angola, 2008.
- FERREIRA, G.E. & ANDRADE, J.G. **Elaboração e Avaliação Econômica de Projetos de Mineração-**Cetem-Centro de Tecnologia Mineral-Rio de Janeiro, 2004.
- GIRODO, A.C. & PINTO, J.M. **Apostila de planejamento de produção mineral.** Ietec-Instituto de Inovação tecnológica. Belo Horizonte. 144p, 2006.

- GUERRA, P. A. G. **Geoestatística operacional**. Ministério das Minas e Energia Departamento Nacional da Produção Mineral, Brasília, 1988.
- HILLER, F, S. & LIEBERMAN, G. J. **Operational Research**. University of Stanford, Inglaterra, 1988.
- HOCHBAUM, D. S. **A new-old algorithm for minimum cut and maximum flow in closure graphs**. Department of Industrial Engineering and Operations Research and Walter A. Hass School of Business, University of California, Berkeley, Estados Unidos, 1997.
- HOCHBAUM, D. S & CHEN, A. **Performance analysis and best implementations of old and new algorithms for the Open-Pit Mining Problem**. Department of Industrial Engineering and Operations Research and Walter A. Hass School of Business, University of California, Berkeley, Estados Unidos, 1998.
- HUSTRULID, W. & KUCHTA, M. **Open pit mine planning & design; Fundamentals**. Colorado School of Mines, vol. 1, Colorado, Estados Unidos, 2006.
- IBRAM- Instituto Brasileiro de Mineração. **Workshop “Planejamento de mina: práticas e experiências de empresas de mineração”, Módulo I e II**. Belo Horizonte, 1996.
- KELLY, M. **Planejamento estratégico, otimização de cavas, decisões e impacto no valor do empreendimento**. 108p. Gemcom Company, Belo Horizonte, 2007.
- KIM, Y. C. **Open-pit limits analysis**. Computer Methods for the 80's in the Mineral Industry, p. 297-303. New York, Estados Unidos, 1979.

- KOENIGSBERG, E. **The optimum contours of an open pit mine: an application of dynamic programming**. 17th Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry, p. 274-287, Berkeley, Estados Unidos, 1982.
- KOSKINIEMI, B. C. **Hand methods. Open pit mining planning and design**, p.189-194, New York, Estados Unidos, 1979.
- LERCHS, H. & GROSSMANN, L. F. **Optimum design of open-pit mines**. Transactions, Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, v. 58, p.47-54, Canadá, 1965.
- MICHAELSON, S. D. & BUCKLEY, R. E. **Planning and engineering design of open pits and quarries**. S.M.E. - Soc. of Mining Engineers, Mining Engineering Handbook, p. 17.8 - 17.10, Denver, Colorado, Estados Unidos, 1973.
- NORONHA, R. A. & GRIPP, A.H. **Definição e seleção de projeto de cava final em minério de ferro**. BRASILMININGSITE, 2001.
- ONURGIL, T. **Software development for the production scheduling and optimization of open pit mines**.77p. MSc.Thesis, Dokuz University,2002
- PANA, M. T. & DAVEY, R. K. **Pit planning and design**. S.M.E. - Soc. of Mining Engineers, Mining Engineering Handbook, p. 17.10 - 17.19, Denver, Colorado, Estados Unidos, 1973.
- PEREIRA, R.M. **Fundamentos de Prospecção Mineral**-Editora Interciência, Rio de Janeiro, 167p, 2003.
- PINTO, L.R. **Metodologia de análise do planejamento de lavra de minas a céu aberto baseada em simulação das operações de lavra**; Tese de Doutorado do

Programa de Pós-Graduação de Engenharia da Universidade Federal do Rio de Janeiro
- Engenharia de Produção, Rio de Janeiro, 1999.

- PRATI, F.J. **Geometria de Minas a céu aberto: Fator Crítico de Sucesso da Indústria Mineral**. Dissertação de Mestrado-Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas, 1995.
- PRENN, N.B. **Case studies in open pit design using Lerchs-Grossmann pit optimization**. SME annual meeting, Preprint 96-21, Phoenix, Arizona, Estados Unidos, 1996.
- RUDENO, V. **Determination of optimum cut off grades**. 16 th Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry, Sidney, Austrália, 1981.
- SAYDAM, S. & YALCIN, E. **Reserve and ultimate pit limit design analysis of caldagi nickel deposit, Turkey**. 30th Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry, Littleton, SME. p121-131, 2002.
- SEC- INDUSTRY GUIDE 7. **Unit States Securities and Exchange Commission** Washington, D.C. 20549p,2010.
- SOARES, A. **Geoestatística para as ciências da terra e do Ambiente**. Instituto Superior Técnico da Universidade Técnica de Lisboa, Portugal, 2006, 214p
- SOKKALINGAM, P. T. et al. **A new pivot selection rule for the network simplex algorithm**. Mathematical Programming, v.78, p. 149-158, França, 1997.
- SOUZA, A. & CLEMENTE, A. **Decisões financeiras e análise de investimentos: fundamentos, técnicas e aplicações**, v.5, p. 66-103, Editora Atlas, São Paulo, 2008.

- STANLEY, B. T. **Mineral model construction: principles of ore-body modeling. Open pit mine planning and design**, New York, Estados Unidos, 1979.
- STEWART, D.H. **Aspects of pit optimisation pit, planning and scheduling**. Paper for presentation AT ACADS Conference, Kalgoorlie, Estados Unidos, 1991.
- SUSLICK, S.B. **Métodos de avaliação econômica de projetos de Mineração e petróleo-GA105**. Notas do curso de pós-graduação, Área de Administração e Política de Recursos Minerais, IG-UNICAMP, 1999, 100p
- TOLWINSKI, B. & UNERWOOD, R. **An Algorithm to estimate the optimal evolution pit mine**. 23rd APCOM Proceedings. pp 399-409. Tucson, Arizona, 1992.
- TULP, T. **Application of whittle four-D to risk Management in pit optimisation;** 4th Large Open Pit Mining Conference, p.183-193, Perth, Austrália, 1994.
- UNDERWOOD, R. & TOLWINSKI, B. **Mathematical programming viewpoint for solving the ultimate pit problem**. Colorado School of Mines, Colorado, Estados Unidos, 1997.
- VALENTE, J. M. G. P. **Geomatemática – Lições de geoestatística**. Fundação Gorceix, vol. 1-8, Ouro Preto, 1982.
- WHEELER, A. **The shape of things to come at Bjorkdal whittle four-D optimisation software at work**. Mining Maazine, p.128-130, Estados Unidos, 1997.
- WHITTLE, D. **The relationship between economic design objectives and reserves estimates**. Resource to reserve inputs seminar, p. 27-29, Melbourne, Austrália, 1997.
- WHITTLE J. & ALFORD, C.G. **Application of Lerchs-Grossmann pit optimization to the design of open pit mines**. Proceedings of the AusIMM/IE

Newman Combined Group, Large Open Pit Mining Conference, p.201-207, Austrália, 1986.

- WRIGHT, E. A. (1990). **Open pit mine design models**; Alemanha, 1990.