

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
Escola de Engenharia
Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais
PPGEM

**IMPACTO DE DIFERENTES ALGORITMOS E GEOMETRIA DE DEPÓSITOS
MINERAIS NO PLANEJAMENTO DE LONGO PRAZO**

Mateus Toniolo Candido

Dissertação para obtenção do título de
Mestre em Engenharia

Porto Alegre, RS

2012

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL

Escola de Engenharia

Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais

PPGEM

**IMPACTO DE DIFERENTES ALGORITMOS E GEOMETRIA DE DEPÓSITOS
MINERAIS NO PLANEJAMENTO DE LONGO PRAZO**

Mateus Toniolo Candido

Engenheiro de Minas

Dissertação apresentada ao programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e dos Materiais – PPGEM, como parte dos requisitos para a obtenção do título de Mestre em Engenharia.

Área de concentração: Metalurgia Extrativa e Tecnologia Mineral

Porto Alegre, RS

2012

Essa dissertação foi julgada adequada para a obtenção do Título de Mestre em Engenharia e aprovada em sua forma final pelo Orientador e pela Banca Examinadora do Curso de Pós-Graduação.

Orientador: Prof. Dr. Rodrigo de Lemos Peroni

Banca Examinadora:

Prof. Dr. Júlio César de Souza

Prof. Dr. Carlos Otávio Petter

Prof. Dr. Luis Eduardo de Souza

Prof. Dr. Telmo Strohaecker

Coordenador do PPGEM

“É muito melhor lançar-se em busca de conquistas grandiosas, mesmo expondo-se ao fracasso, do que alinhar-se com os pobres de espírito, que nem gozam muito nem sofrem muito, porque vivem numa penumbra cinzenta, onde não conhecem nem vitória, nem derrota. (Theodore Roosevelt)”

AGRADECIMENTOS

- Ao PPGEM pela oportunidade de estudo;
- Minha noiva pela cobrança, amor e companheirismo;
- Aos meus pais e família pelo incentivo e apoio.
- Ao Cnpq pela bolsa concedida;
- Aos professores do departamento de Engenharia de Minas da UFRGS, em especial ao meu orientador;
- Aos colegas do LPM pela troca de experiências;

SUMÁRIO

RESUMO.....	10
ABSTRACT.....	11
CAPÍTULO 1.....	12
1. INTRODUÇÃO	12
1.1 METAS.....	16
1.2 OBJETIVOS	17
1.3 ESTRUTURA DA DISSERTAÇÃO.....	17
CAPÍTULO 2.....	19
2. ESTADO DA ARTE DOS ALGORITMOS DE CONSTRUÇÃO DA CAVA FINAL DE UMA MINA E SEQUENCIAMENTO DE LAVRA.	19
2.1 REPRESENTAÇÃO DO CORPO DE MINÉRIO E ESTIMATIVA DE RESERVAS LAVRÁVEIS	19
2.1.1 MODELO DE BLOCOS	19
2.1.2 ESTIMATIVA DE TEORES	20
2.1.3 VALOR ECONÔMICO DOS BLOCOS	22
2.2 MÉTODOS DE OTIMIZAÇÃO DE CAVA	24
2.2.1 TEORIA DOS GRAFOS	24
2.2.2 PROGRAMAÇÃO DINÂMICA	25
2.2.3 FLUXO DE REDES	26
2.3 MÉTODO (ALGORITMO) DE LERCHS-GROSSMANN.....	27
2.4 MÉTODO DOS CONES FLUTUANTES.....	30
2.5 SEQUENCIAMENTO DE LAVRA.....	33
CAPÍTULO 3.....	35
3. METODOLOGIA	35
3.1 OTIMIZAÇÃO DE CAVA.....	35
3.2 SEQUENCIAMENTO DE LAVRA.....	37
CAPÍTULO 4.....	44
4. APLICAÇÕES EM ESTUDO DE CASO	44
4.1 DEPÓSITO 1 – COBRE E MOLIBDÊNIO.	44
4.1.1 VALORIZAÇÃO ECONÔMICA DO DEPÓSITO.....	46

4.2 DEPÓSITO 2 – OURO.....	47
4.2.1 VALORIZAÇÃO ECONÔMICA DO DEPÓSITO.....	49
4.3 DEPÓSITO 3 – FOSFATO.....	51
4.3.1 VALORIZAÇÃO ECONÔMICA DO DEPÓSITO.....	52
CAPÍTULO 5.....	55
5. RESULTADOS E DISCUSSÕES	55
5.1 COBRE E MOLIBDÊNIO	55
5.1.1 OTIMIZAÇÃO DE CAVA.....	55
5.1.2 SEQUENCIAMENTO DE LAVRA.....	58
5.2 OURO	63
5.2.1 OTIMIZAÇÃO DE CAVA.....	64
5.2.2 SEQUENCIAMENTO DE LAVRA.....	64
5.3 FOSFATO.....	69
5.3.2 <i>SEQUENCIAMENTO DE LAVRA</i>	72
5.4 TEMPO COMPUTACIONAL	75
CAPÍTULO 6.....	77
6. CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES	77
REFERÊNCIAS.....	80

LISTA DE FIGURAS

Figura 1: Exemplo de cava final.	12
Figura 2: Modelo de blocos conceitual.	14
Figura 3: Modelo de blocos com dados.	20
Figura 4: Seção transversal de um modelo de blocos.	25
Figura 5: Cava final.	26
Figura 6: Modelo de blocos inicial valorizado economicamente (adaptado de Lerchs e Grossmann).	28
Figura 7: Modelo de blocos econômico final (adaptado de Lerchs e Grossmann).	28
Figura 8: Limite otimizado superposto ao modelo de blocos (adaptado de Lerchs e Grossmann).	29
Figura 9: Modelo de blocos do exemplo (Hustrulid & Kuchta,1995).	30
Figura 10: Primeiro cone (Hustrulid & Kuchta,1995).	31
Figura 11: Segundo cone (Hustrulid & Kuchta,1995).	32
Figura 12: Terceiro cone (Hustrulid & Kuchta,1995).	32
Figura 13: Quarto cone (Hustrulid & Kuchta,1995).	32
Figura 14: Configuração final (Hustrulid & Kuchta,1995).	33
Figura 15: Esquema da otimização de cava.	35
Figura 16: Fases do depósito de cobre e molibdênio.	38
Figura 17: As 49 cavas iteradas.	39
Figura 18: Fases do depósito de cobre e molibdênio.	40
Figura 19: Fases do depósito de ouro.	41
Figura 20: Fases do depósito de fosfato em seção vertical.	41
Figura 21: Resultado do sequenciamento no programa B.	43
Figura 22: Dimensões do depósito de cobre e molibdênio em seção transversal N-S.	45
Figura 23: Seção do depósito com 8 furos de sondagem.	46
Figura 24: Seção vertical com as dimensões do depósito de ouro.	48
Figura 25: Depósito de fosfato em seção transversal N-S.	52
Figura 26: Cavas finais do depósito de cobre e molibdênio nos dois programas.	57
Figura 27: Fases do sequenciamento do programa B em seção N-S.	60
Figura 28: Comparativo entre os programas A e B, depósito de Cu e Mo.	63
Figura 29: Fases do sequenciamento do programa B em seção N-S.	66
Figura 30: Comparativo entre os programas A e B, depósito de Ouro.	69
Figura 31: Cavas finais de fosfato.	71
Figura 32: Comparativo entre os programas A e B, depósito de fosfato.	75

LISTA DE TABELAS

Tabela 1: Métodos de Otimização de Cava. Fonte: Wright, 1990.	27
Tabela 2: Dados da cava final no programa A.	36
Tabela 3: Parâmetros da função benefício.	47
Tabela 4: Parâmetros da função benefício do ouro.	49
Tabela 5: Comparação entre os programas e algoritmos para o depósito de cobre e molibdênio.	56
Tabela 6: Comparação entre os programas e algoritmos para o depósito de cobre e molibdênio.	56
Tabela 7: Comparação entre os programas e algoritmos para o depósito de cobre e molibdênio.	57
Tabela 8: Sequenciamento realizado através das fases geradas pelo programa A.	59
Tabela 9: Sequenciamento realizado através das fases geradas pelo programa B.	61
Tabela 10: Sequenciamento realizado através das fases geradas pelo programa A com as fases do programa B.	62
Tabela 11: Comparação entre os programas e algoritmos para o depósito de ouro.	64
Tabela 12: Sequenciamento realizado através das fases geradas pelo programa A.	65
Tabela 13: Sequenciamento realizado através das fases geradas pelo programa B.	67
Tabela 14: Sequenciamento realizado através das fases geradas pelo programa A com as fases do programa B para Ouro.	68
Tabela 15: Comparação entre os programas e algoritmos para o depósito de fosfato.	70
Tabela 16: Comparação entre os programas e algoritmos para o depósito de fosfato.	70
Tabela 17: Comparação entre os programas e algoritmos para o depósito de fosfato.	71
Tabela 18: Sequenciamento no programa A para fosfato.	73
Tabela 19: Sequenciamento no programa B para fosfato.	74
Tabela 20: Tempo computacional na otimização de cava.	76
Tabela 21: Tempo computacional para sequenciamento de lavra.	76
Tabela 22: Vantagens e desvantagens de cada programa.	78

RESUMO

O principal objetivo do planejamento mineiro é determinar a distribuição de quantidade e qualidade do minério ao longo de uma sequência de tempo, ou seja, determinar o minério necessário para tornar o projeto técnica e economicamente viável. Esse sequenciamento é fundamental para o sucesso financeiro de uma atividade de mineração e, atualmente, este sequenciamento ideal pode ser obtido por meio de vários aplicativos computacionais de mineração. Cada um deles têm suas particularidades que geralmente não são levadas em conta. As alterações resultantes de modelos diferentes de cava final podem ter impacto significativo sobre o sucesso da empresa tanto financeira quanto operacionalmente. A maioria dos estudos de planejamento de lavra apresenta a cava final calculada por um único algoritmo escolhido pelo engenheiro de projeto, devido à disponibilidade ou conhecimento em determinado aplicativo computacional. É importante que se tenha em mente que o objetivo do planejamento de lavra a longo prazo é definir os limites de cava final e o projeto de exaustão para um depósito mineral com base em uma função benefício, considerando fundamentalmente as receitas e os custos envolvidos desde a lavra até o processo e comercialização do produto. Além disso, restringe aspectos técnicos e geométricos do projeto, como ângulos de inclinação dos taludes, alturas de bancada, quantidades e teor de minério, bem como sua distribuição espacial, além da procura pelo máximo valor presente líquido, é necessário na tarefa de otimização de cava. Existem muitos algoritmos implementados em diversos programas comerciais para o cálculo da cava final e sequenciamento de longo prazo e, neste sentido, um dos objetivos deste trabalho é verificar a eficácia dos algoritmos que obtiveram maior reconhecimento dentro da indústria mineral, além de verificar se existem diferenças relacionadas com o tipo de mineralização e depósito onde eles são aplicados. A comparação é realizada usando dois programas comerciais e dois algoritmos diferentes para determinar se as diferenças podem ser observadas para tipos de mineralização distintos foi feita a implementação de dois algoritmos em modelos de blocos tridimensionais estimados e analisados para três tipos de depósito, um corpo de minério de cobre, um grande depósito de fosfato ígneo e uma mineralização aurífera, de espessura pequena relativamente à extensão em profundidade, apresentando um mergulho subvertical.

ABSTRACT

The main objective of mine planning is to determine ore quantity and quality distribution along a time sequence, i.e., scheduling the ore necessary to make the project technically and economic viable. These temporal sequences are fundamental for the financial success of a mine activity and presently this optimal sequence can be obtained through various mining software. Each of them has its particularities which generally are not taken into account. Changes resulting from different final pit models can have significant impact on the success of enterprise both financial and operational. Most studies in mine planning present the final pit calculated by only one algorithm chosen by the author, due to software availability or knowledge. The goal of the long-term mine planning is to define the boundaries of final pit for mine based on a profit function considering selling price discounted from mining and processing costs. Besides, technical constrains and geometrical aspects of the project, such as slope angles, bench heights, ore grade quantities and spatial distribution, looking for maximum net value are also necessary for the pit optimization task. There are many algorithms implemented in various commercial softwares for the ultimate pit calculation and one of the purposes of this work is to check the effectiveness of the algorithms that obtained greater recognition within the mineral industry and if there are differences related to the type of mineralization and deposit where they are applied. The comparison is performed using the two commercial softwares, and two different algorithms to determine if differences can be observed to different mineralization types. The implementation of the two algorithms in three-dimensional block models estimated and analyzed for three types of deposits: a massive copper orebody, a large igneous phosphate and a subvertical gold vein type.

CAPÍTULO 1

1. INTRODUÇÃO

O projeto de cava final de uma mina a céu aberto é um elemento importante para alcançar a realização com sucesso do empreendimento, em um cenário atual altamente competitivo. A definição do projeto que fornece a melhor rentabilidade é feita por algoritmos de otimização, considerando um cenário econômico definido e que, a cada alteração deste, torna-se obsoleto e deverá ser reavaliado.

A cava final (Figura 1), apesar do nome, não é um estudo definitivo, mas um projeto dinâmico influenciado pelo conhecimento geológico, alteração de parâmetros geotécnicos, variações nos parâmetros econômicos, aspectos tecnológicos e ambientais.

O planejamento de lavra de uma mina geralmente apresenta os seguintes elementos: a) ensaios; b) geologia; c) tonelagem e extensão das reservas do minério; d) topografia; e) equipamentos de mineração; f) fatores econômicos referentes aos custos de operação; g) capital a ser investido; h) lucro; i) tipologia do minério; j) limites finais da cava; k) teor de corte; l) relação estéril/minério; m) escala de produção; n) taludes da cava; o) altura de bancada; p) estradas; q) características do minério; r) condições hidrológicas do terreno; s) limites da propriedade e t) considerações mercadológicas (Hall, 1975).

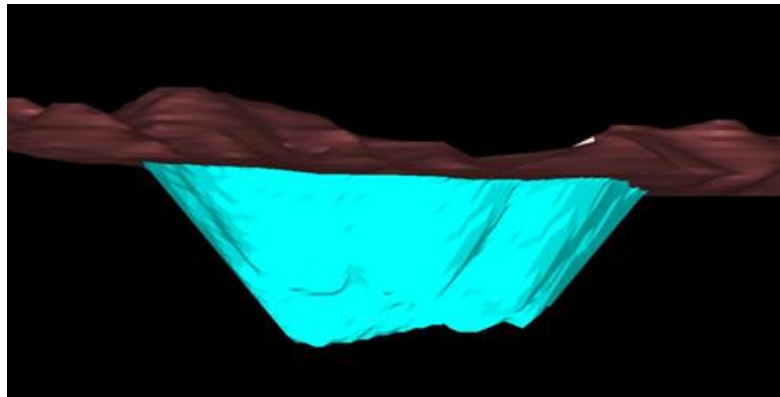


Figura 1: Exemplo de cava final.

A definição dos limites finais da cava busca em geral a maximização do lucro ao final da vida útil da jazida, limitados pelos parâmetros técnico-econômicos do projeto. A partir da

definição deste limite (ou usando a mesma metodologia para cenários mais otimistas) permitindo a locação da planta de beneficiamento, infraestruturas de superfície, pilhas de material estéril e bacias de rejeitos evitando remobilização após o início da operação e evitando custos desnecessários.

O método mais utilizado atualmente para retratar depósitos minerais é a individualização de porções do depósito em uma representação cartesiana chamada modelo de blocos. Este modelo divide o corpo de minério (e também estéril) em um conjunto de blocos organizados de forma sistemática no espaço permitindo a indexação destes, para que sejam feitas as manipulações e análises necessárias para a fase de planejamento de lavra. Saydam e Yalcin (2002) comentam que o planejamento de lavra baseado em um modelo de blocos envolve a decisão se um bloco do modelo deve ser lavrado ou não (resposta dada pelo processo de otimização de cava). Em caso afirmativo, também é extremamente importante saber quando o mesmo será lavrado e, uma vez extraído, quando deverá ser enviado ao processo (resposta dada pelo planejamento e sequenciamento de lavra).

O sucesso do planejamento de lavra deve-se em grande parte aos dados precisos de sondagem, amostragem e principalmente ao correto método de estimativa de teor em um modelo discreto associado a estas coordenadas cartesianas. O modelo de blocos (Figura 2) valorizado economicamente é a base para os métodos computacionais de otimização de cava a céu aberto. Os blocos devem cobrir toda a zona mineralizada, e não só isso, deve estender-se além dos limites da mineralização contemplando as porções estéreis, pois muito provavelmente a cava matemática (se existir) se desenvolverá também nas porções de material estéril para justificar o aprofundamento nas zonas de concentração econômica.

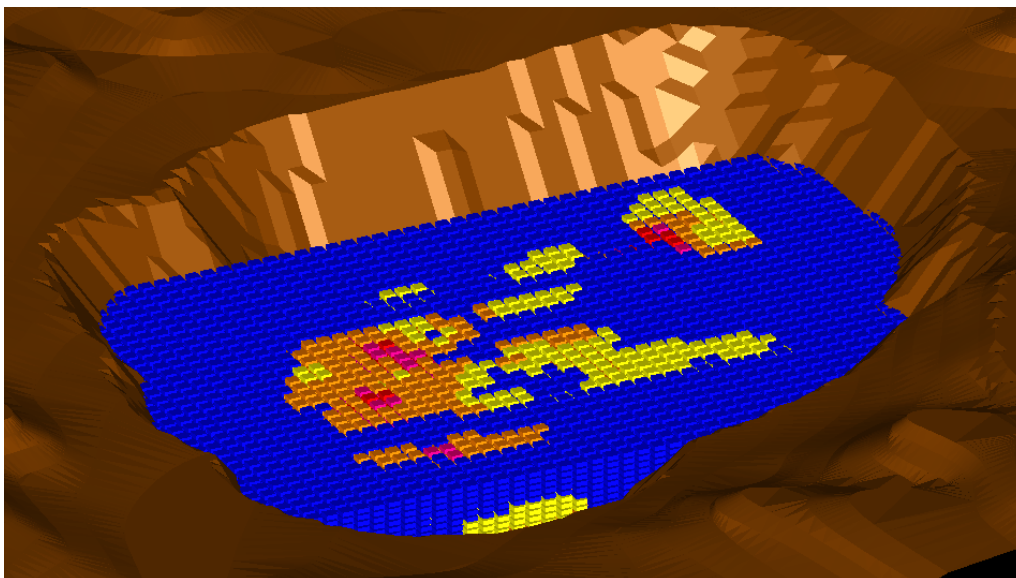


Figura 2: Modelo de blocos conceitual.

Os limites da cava a céu aberto definem o tamanho e a forma desta cava no final de sua vida, determinando as reservas de minério e a quantidade de estéril a ser removida (Wright, 1990).

O tamanho e a forma da cava dependem de fatores de economia e restrições de concepção/produção. Com um aumento no preço do commodity seria possível expandir em tamanho supondo que todos os outros fatores são mantidos constantes (Hustrulid and Kuchta, 1995).

O modelo de blocos é um item essencial para o processo de otimização da cava e armazena os parâmetros técnicos do depósito como: coordenadas, teor de minério estimado, quantidade de rejeito e interpretação dos dados geológicos dos furos. Aliado aos parâmetros econômicos, tais como: preço de venda de cada produto, custos de lavra, beneficiamento e a partir destes dados obtemos uma função benefício (positiva ou negativa), considerando as receitas (se houverem) e descontando os custos, assim encontrando o valor econômico de cada bloco que será selecionado pelos algoritmos de otimização e pode rapidamente ter seus parâmetros alterados para estudos de sensibilidade.

A receita representa o valor recuperável e vendável do bloco e os custos são definidos por custos variáveis e fixos. Os custos variáveis são aqueles que variam proporcionalmente de acordo com o nível de produção ou atividades, seus valores dependem diretamente do volume

produzido ou volume de vendas efetivado num determinado período. Incluem, por exemplo, custos de lavra, processo, perfuração e desmonte de rocha, manutenção de equipamentos, carregamento e transporte, britagem, moagem, reagentes, recuperação ambiental, etc. Os custos fixos são aqueles que não sofrem alteração de valor em caso de aumento ou diminuição da produção. Independem portanto, do nível de atividade, conhecidos também como custo de estrutura, por exemplo, salários, administração e aluguéis de equipamentos.

O planejamento de lavra é dividido em três etapas: longo, médio e curto prazo. Planejamento de longo prazo temos como grande objetivo a definição dos limites lavráveis do depósito, determinando as reservas a partir da capacidade técnica, econômica e ambiental de extração dos recursos minerais disponíveis. Por planejamento de médio prazo temos como grande objetivo o entendimento do avanço de lavra em etapas menores e conseqüentemente estará contido nos limites estratégicos definidos no plano anterior. Tradicionalmente aplicado sobre projetos em andamento pois são diretrizes de planejamento de prazos tipicamente de um a três anos. Por fim, mas não menos importante, no planejamento de curto prazo temos que integrar os aspectos operacionais para cumprimento do plano orçamentário definido no item anterior. Planos de curto prazo são tipicamente referidos a períodos semestrais, trimestrais, mensais, semanais e dependendo do grau de detalhamento até mesmo diário (Peroni, 2011).

Estes três níveis de planejamento são fundamentais para qualquer empresa, independentemente do porte, do tipo de mineralização ou da complexidade da operação. Estas etapas de planejamento devem ser realizadas cada uma à seu tempo para:

- Primeiramente dar valor ao empreendimento;
- Segundo para orientar as decisões de avanço;
- Terceiro para colocar em prática dentro das diretrizes determinadas pelos planos anteriores e realidade operacional da empresa.

Para o planejamento de lavra de longo prazo, abordado nesta dissertação, mais especificamente para o cálculo da cava final são usados algoritmos de otimização implementados por diferentes programas comerciais de mineração.

Para o sequenciamento de lavra é necessário o modelo de blocos econômico e a cava final definida. O próximo passo é determinar a quantidade a ser extraída em função do tempo e a sequência de produção adequada.

Neste trabalho foram utilizados dois programas com as implementações dos algoritmos de Lerchs-Grossmann LG (Lerchs-Grossmann, 1965) e Cones Flutuantes CF (Pana, 1965). Foram aplicadas as duas técnicas em três depósitos minerais distintos para avaliar o desempenho em primeiro momento da construção da cava matemática e em uma segunda etapa no sequenciamento de lavra em diferentes formas/tipos de mineralização.

As principais diferenças buscadas na construção da cava ótima são: variação no teor médio da cava, quantidade total de minério e estéril, além do tempo computacional. No sequenciamento buscamos o teor por fase (seja do minério ou eventuais contaminantes), quantidade de minério e estéril por fase, diferenças na sequência de lavra, relação estéril/minério e tempo computacional.

Então, a proposta deste estudo é submeter os três bancos de dados representando depósitos com geometrias distintas em dois programas amplamente utilizados no setor mineral. Nestes programas estão implementados diferentes algoritmos de otimização, de forma que serão comparados também os resultados gerados pelos algoritmos de otimização de cava assim como o sequenciamento de lavra de longo prazo.

1.1 METAS

Avaliar o impacto de diferentes algoritmos implementados em produtos comerciais sobre diferentes depósitos e tipos de mineralização, comparando o desempenho das implementações e as nuances da aplicação das técnicas de otimização e sequenciamento para depósitos de geometrias distintas.

Contribuir na área de planejamento de lavra com os resultados obtidos e fornecer os aspectos positivos e negativos de cada um deles para servir de base para definição adequada ao usuário, em cada caso específico de mineralização.

1.2 OBJETIVOS

No decorrer do estudo foram definidas etapas preliminares necessárias para alcançar a meta estabelecida e permitir efetuar uma análise comparativa entre os programas de elaboração da cava final e posterior sequenciamento de lavra. Dentre estes objetivos podemos citar:

- Verificar a eficácia dos algoritmos que obtiveram maior reconhecimento dentro da indústria mineral;
- Comparação entre cavas ótimas e sequenciamento, fornecendo os aspectos positivos e negativos de cada um deles para servir de base para definição adequada ao usuário em cada caso específico de mineralização.

1.3 ESTRUTURA DA DISSERTAÇÃO

Para atingir as metas e objetivos propostos, a dissertação foi dividida em seis capítulos conforme como segue:

Capítulo 1 - Introdução aos assuntos da dissertação. Apresenta o problema, define os objetivos e metas deste trabalho justificando a abordagem da questão.

Capítulo 2 – Revisão bibliográfica do Estado da Arte dos algoritmos de construção da cava final de uma mina e sequenciamento de lavra de longo prazo. Neste capítulo será abordada a base para os métodos computacionais de otimização de cava, como a construção do modelo de blocos e a estimativa de recursos.

Capítulo 3 - Metodologia, procedimento aplicado na implementação dos algoritmos nos programas utilizados e metodologia de sequenciamento de lavra utilizada em cada mineralização distinta. Neste capítulo apresentaremos a metodologia e os métodos utilizados na análise tanto da otimização de cava quanto no sequenciamento de lavra. São apresentados os procedimentos e peculiaridades dos dois programas e algoritmos de otimização objetos deste estudo.

Capítulo 4 - Aplicações em casos de estudo, três casos de geometria e tipo de minérios diferentes. Para este estudo foram selecionados três diferentes depósitos minerais, considerando alguns aspectos particulares para a distinção no procedimento de sequenciamento de lavra e otimização de cava conforme segue:

Capítulo 5 - Análise dos resultados, comparação entre algoritmos, programas e tipos de minérios. Neste capítulo serão discutidos os resultados obtidos nos três depósitos seguindo os procedimentos definidos na metodologia e respeitando as peculiaridades de cada jazida mineral e programa escolhido.

Capítulo 6 - Conclusões, desenvolvimentos futuros, referências. Este capítulo apresenta uma revisão dos assuntos abordados durante o trabalho e as conclusões da dissertação através dos resultados obtidos nos casos de estudo em questão. Também são apresentadas sugestões para trabalhos futuros.

CAPÍTULO 2

2. ESTADO DA ARTE DOS ALGORITMOS DE CONSTRUÇÃO DA CAVA FINAL DE UMA MINA E SEQUENCIAMENTO DE LAVRA.

Neste capítulo será abordada a base para os métodos computacionais de otimização de cava, como a construção do modelo de blocos e a estimativa de recursos. Será abordado também um breve histórico e referencial teórico dos métodos de otimização e descrição dos algoritmos utilizados neste trabalho.

2.1 REPRESENTAÇÃO DO CORPO DE MINÉRIO E ESTIMATIVA DE RESERVAS LAVRÁVEIS

2.1.1 MODELO DE BLOCOS

O modelo de blocos é a base para projetos de cava final nos métodos computadorizados. Representa o corpo de minério e armazena informações para utilização no planejamento de lavra. O conceito do modelo de blocos é a construção de um prisma tridimensional cobrindo toda extensão da área de interesse, subdividido em blocos menores, de tamanhos iguais ou variáveis conforme as características da área ou mesmo o conceito do programa computacional utilizado para a representação do modelo.

A cada bloco do modelo são atribuídos valores econômicos calculados a partir de uma função benefício que representa o valor líquido (positivo ou negativo) dos blocos, considerando as receitas e descontando os custos, como indicado na Figura 3. A definição do projeto que fornece melhor rentabilidade é feita por algoritmos de otimização, considerando um cenário econômico definido e que, a cada alteração deste, torna-se obsoleto devendo ser reavaliado.

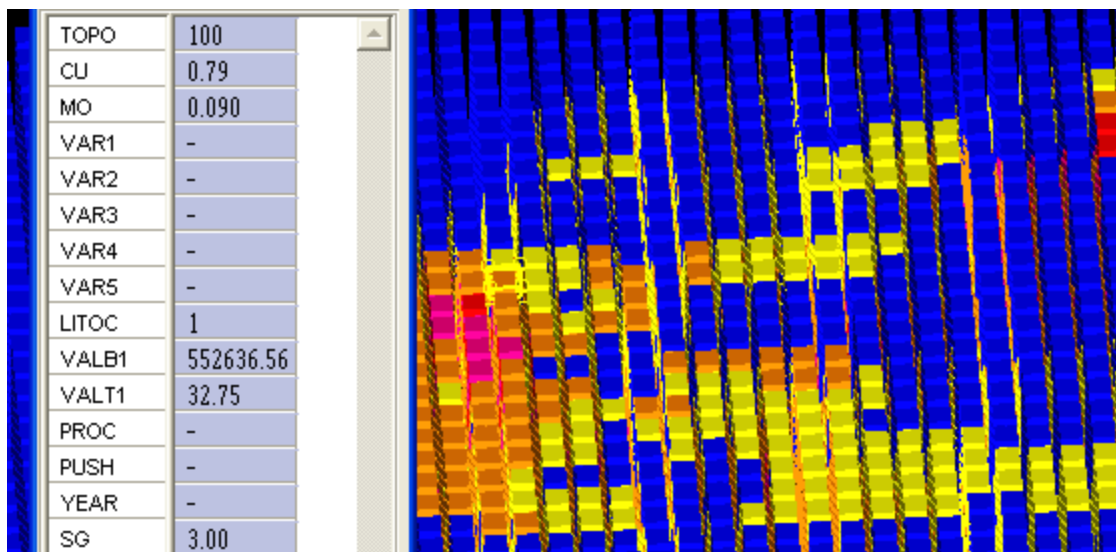


Figura 3: Modelo de blocos com dados.

2.1.2 ESTIMATIVA DE TEORES

Os métodos de estimativa de recursos são divididos em dois grandes grupos de estimadores:

- métodos tradicionais ou clássicos;
- métodos geoestatísticos.

Métodos tradicionais ou clássicos são métodos de estimativa de teores e são representados por seções transversais paralelas. Os dados incluem localização dos furos de sondagem, teores das amostras e interpretação geológica, mas esses métodos levam em consideração apenas o aspecto espacial das amostras, enfatizando o conceito de área e volume de influência determinados empiricamente.

Alguns métodos clássicos:

- polígonos;
- seções transversais;
- vizinho mais próximo;
- triangulação;
- inverso da distância.

Geoestatística é o nome associado a um conjunto de técnicas estatísticas utilizadas para analisar e estimar valores de uma variável que são distribuídos no espaço ou tempo (e fisicamente correlacionados) como, por exemplo, a maioria dos dados da área de geociências e dados utilizados em Sistemas de Informações Geográficas (SIG), um sistema informatizado para captura, armazenamento, verificação, integração, manipulação, análise e visualização de dados relacionados a posições na superfície terrestre. (Costa, 2002).

Para dados que possuam uma conectividade ou estruturação, a estatística clássica falha, pois os valores das amostras não são independentes, existindo entre eles uma continuidade espacial e/ou temporal. A sequência a seguir corresponde a algumas das etapas a serem executadas dentro de um processo de estimativa:

- transformação do conhecimento físico de um fenômeno em números (quantificação);
- predição de valores desconhecidos;
- estimativa em uma malha regular (grid) – adensar a informação;
- modelagem de incertezas;
- geração de mapas por simulação para estudos de sensibilidade;
- otimização amostral.

A análise da correlação entre os dados é usualmente chamada de “análise estrutural” ou “modelagem variográfica”. De uma análise estrutural, predições dos valores de uma variável podem ser feitas em locais não amostrados utilizando “krigagem” ou “simulação estocástica”.

A sequência típica de passos em um estudo geoestatístico envolve:

- (a) análise exploratória dos dados: compreensão da natureza espacial da variável;
- (b) análise estrutural: determinação da correlação espacial ou continuidade dos dados;
- (c) elaboração de estimativas: krigagem ou simulações para prever valores em locais não amostrados.

Neste trabalho, foram utilizadas três bases de dados distintas, para um depósito de ouro, um depósito de fosfato e um terceiro depósito de cobre/molibdênio. Os bancos de dados de ouro e fosfato foram fornecidos com os teores de minério estimados previamente. Para o depósito de cobre e molibdênio foram informados furos de sondagem com teores de minério e utilizada a ferramenta de estimativa de reservas de um dos programas analisados neste estudo, utilizando método de krigagem ordinária. Os resultados deste foram exportados para o outro programa.

2.1.3 VALOR ECONÔMICO DOS BLOCOS

Como salientado anteriormente a função benefício é o resultado da diferença entre as receitas e os custos. A receita está relacionada ao quantitativo, ao passo que a receita do produto e o custo dependem do bloco ser de minério ou estéril. Para o bloco de minério os principais custos são: extração, transporte, beneficiamento, movimentação dos produtos, transporte rodoviário e/ou ferroviário, administração, meio-ambiente, porto e despesas de venda. Para blocos de estéril temos o custo de extração, remoção e deposição. Os custos são divididos em custos fixos e variáveis. Os custos variáveis afetam principalmente as etapas de perfuração, desmonte, carregamento e transporte. Este custo será potencializado principalmente quando se tem grande diversidade de materiais (em termos de resistência mecânica, abrasividade, ou outras características que possam diferenciar os materiais e conseqüentemente o tipo de equipamentos, desgaste destes ou mesmo insumos necessários para sua remoção) influenciando diretamente o custo final.

A função benefício deverá ser bem elaborada visando retratar todas as fases de desenvolvimento do produto final de venda com custos fixos e variáveis e receitas obtidas no mercado interno e externo. O grau de sofisticação da função benefício depende de condicionantes inerentes ao projeto.

Valor Presente Líquido: o cálculo do valor presente líquido do projeto baseado no sequenciamento de lavra, ou seja, do valor do bloco descontado no tempo. Isto significa afirmar que tão importante quanto saber se um bloco será ou não minerado, é saber quando este bloco será minerado e enviado ao processo. É um critério importante para a seleção do projeto, e tradicionalmente usado para análises de alternativas.

Com o critério de otimização para maximizar o valor total da cava definido, o problema do projeto da cava torna-se encontrar aquele grupo de blocos que fornecerá o máximo valor possível, sujeito, é claro, à estabilidade da mina e à restrições da lavra. O valor econômico de um bloco é então de suma importância.

Cada bloco num modelo de blocos pode ser caracterizado por:

1. renda (R): valor da parte recuperável e vendável do bloco.

2. custos diretos (CD): custos que podem ser atribuídos diretamente ao bloco, como por exemplo, custos de perfuração, detonação, carregamento e transporte, etc..

3. custos Indiretos (CI): custos gerais que não podem ser atribuídos diretamente aos blocos individuais. Tais custos são dependentes do tempo, entre estes se incluem aqueles relativos, por exemplo, salários, depreciação dos equipamentos, etc.

A partir disso, o valor econômico de um bloco (VEB) pode ser definido como:

$$VEB = R - CD \quad (1)$$

Deve-se notar que o valor econômico do bloco não é o mesmo que lucro ou prejuízo. Lucro ou prejuízo pode ser definido como:

$$Lucro\ ou\ prejuízo = \Sigma(VEB) - CI \quad (2)$$

Blocos de estéril normalmente terão VEB negativos, já que a renda do estéril, na maioria dos casos, é zero. Blocos de minério ou blocos que contêm ambos minério e estéril (blocos misturados) terão VEB menor que zero, igual a zero ou maior que zero, dependendo da quantidade de minério contida em tais blocos.

O critério de otimização para o problema de projeto dos limites da cava pode então ser definido como:

$$Maximizar\ Z = \Sigma(VEB)j \quad (3)$$

Sujeito à estabilidade de taludes e restrições da lavra.

A escolha da cava apenas a partir da função benefício, sem considerar a componente tempo, ou seja, o momento em que o bloco vai ser lavrado definido pelo sequenciamento de lavra, pode conduzir a uma seleção de cava extremamente otimista, pois será extraído todo minério de alto teor sem considerar a sequencia de extração, isto é, apenas será informado a quantidade de estéril e minério na cava.

O benefício do bloco, como foi citado anteriormente, é calculado para uma jazida discretizada em blocos tecnológicos.

A seleção da cava apenas pela função benefício poderá levar a uma seleção de projeto otimista, pois se considera que todos os blocos pertinentes a cava são lavrados simultaneamente, sem considerar a componente tempo (sequenciamento de lavra).

2.2 MÉTODOS DE OTIMIZAÇÃO DE CAVA

O primeiro aspecto do planejamento a longo prazo é definir a cava final, seu tamanho e forma no final de sua vida útil, existindo diversas técnicas computacionais para determinação da cava final (Kim, 1979).

O objetivo da cava final é determinar os limites finais de um corpo de minério associado a teor e tonelagem, maximizando alguns critérios econômicos que satisfaçam os requisitos práticos operacionais.

Os métodos computacionais iniciaram com o algoritmo de Lerchs and Grossmann que utiliza a teoria dos grafos (Busacker and Saaty, 1965). Existem quatro técnicas que foram utilizadas para otimização do algoritmo, são elas:

- teoria dos grafos;
- programação dinâmica;
- fluxo de redes.

2.2.1 TEORIA DOS GRAFOS

Um grafo consiste num conjunto de pontos de junção chamados de nós, com certos pares de nós unidos por linhas chamadas de ramos (Busacker and Saaty, 1965). Uma cadeia de nós i e j são uma sequência de ramos conectando dois nós. Um ciclo é uma cadeia conectando um nó a ele mesmo sem retornar seus passos. Uma árvore é um grafo conectado que não contém nenhum ciclo. Um ramo de um grafo é dito ser orientado se existir um sentido de direção atribuído ao ramo, de modo que um nó é considerado o ponto de origem e outro nó o ponto de destino. Um grafo orientado é aquele em que todos os ramos estão orientados. Um nó numa rede é chamado de fonte [S] se cada um de seus ramos tiver uma orientação tal que o fluxo se mova para fora do

nó. Similarmente, ele é chamado de destino [T] se todos os seus ramos estiverem orientados em sua direção.

2.2.2 PROGRAMAÇÃO DINÂMICA

A técnica de programação dinâmica Lerchs Grossmann (1965) é utilizada para o problema da cava final de uma mina da seguinte forma:

Em uma seção transversal de um modelo de blocos valorizado economicamente, como exemplificado na Figura 4, a soma cumulativa das colunas do topo da à base é executada e adicionada uma coluna de zeros no topo da seção.

-4	-4	-4	-4	-4	12	12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
	-4	-4	-4	-4	12	12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
		-4	-4	-4	12	12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
			-4	-4	12	12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
				-4	12	12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
					12	12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
						12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
							12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
								12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
									12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
										12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
											12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
												12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4
													12	12	-4	-4	-4	-4	-4
														12	12	-4	-4	-4	-4
															12	12	-4	-4	-4
																12	12	-4	-4
																	12	12	-4
																		12	12

Figura 4: Seção transversal de um modelo de blocos.

Após é realizada uma soma cumulativa lateral da esquerda para direita e do topo para a base em toda a seção, analisando três blocos da seguinte maneira:

- o primeiro imediatamente acima e à esquerda;
- o segundo imediatamente à esquerda;
- o terceiro imediatamente abaixo e à esquerda.

Assim, o bloco mais positivo dos três é escolhido e uma seta é desenhada do bloco analisado para o bloco mais positivo dentre eles. Este processo é executado em toda seção transversal encontrando-se o contorno da cava final através das setas marcadas, conforme Figura 5.

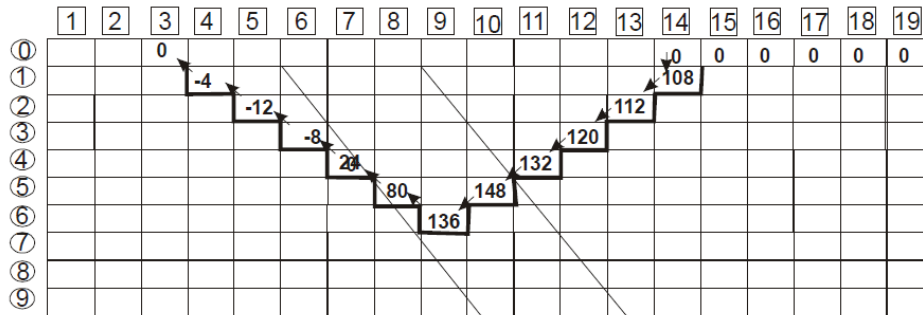


Figura 5: Cava final.

2.2.3 FLUXO DE REDES

A análise do fluxo de rede foi inicialmente proposta por Johnson (1968) para resolver o problema da determinação da cava final onde o modelo de blocos é representado por uma rede.

O objetivo da análise é maximizar a quantidade de fluxo do nó origem ao nó terminal. Cada uma das ligações é direcionada de alguma maneira para direcionar todo o fluxo para o nó terminal. Quando a análise estiver completa, as ligações que originaram da origem e tiverem excesso de capacidade identificado como blocos valorizados positivamente, podem ser minerados com lucratividade.

Entretanto, existem outras técnicas de otimização (aproximação da cava ótima), são elas:

- cones flutuantes (1965);
- algoritmo heurístico de Lemieux (1968);
- algoritmo heurístico de Marino e Slama (1972);
- algoritmo heurístico de Philips (1972);
- algoritmo heurístico de Korobov (1974);
- função de parametrização de Bongarçon e Marechal (1976).

A Tabela 1 adaptada de Wright (1990), resume os principais métodos de otimização de cava e os respectivos autores e período de publicação.

Tabela 1: Métodos de Otimização de Cava. Fonte: Wright, 1990.

Publicação \ Método	Manual	Simulação	Programação Linear	Programação Dinâmica	Teoria dos Grafos	Parametrização
Axelson (1964)		X				
Lerchs & Grossman (1965)				X	X	
Pana (1965)		X				
Meyer (1965)			X			
Erikson (1968)	X					
Fairfield & Leigh (1969)		X				
Johnson & Sharp (1971)				X		
François-Bongarçon & Marechal						X
Lee & Kim (1979)		X				
Koeninsberg (1982)				X		
Wilke & Wrigth (1984)				X		
Shenggui & Starfield (1985)				X		
Wright (1987)				X		

2.3 MÉTODO (ALGORITMO) DE LERCHS-GROSSMANN

Utilizando a técnica de programação dinâmica Lerchs e Grossman (1965) desenvolveram, juntamente com um algoritmo de otimização bi-dimensional de cavas, um tratamento algébrico para a discretização da jazida em blocos tecnológicos. Um algoritmo derivado da Teoria dos Grafos trata o problema através da procura do fechamento máximo em um grafo associado. O benefício B associado ao bloco de lavra i, representado por B_i , pode ser otimizado como a busca da análise combinatória de blocos que maximizem o benefício global, respeitando as restrições pertinentes ao estudo. A grande vantagem obtida com a introdução dos conceitos de Programação Dinâmica está relacionada à obtenção rápida da solução acumulando também características de simplicidade e precisão.

A maneira mais simples de apresentar o método de Lerchs-Grossmann 2D é pelo uso de um exemplo conforme Hustrulid and Kuchta (1995). Supondo um corpo mineral, onde os blocos estéreis tenham um valor (custo) de -4.000 unidades monetárias/bloco, e os blocos de minério apresentem um valor de 12.000 unidades/bloco, e ainda um ângulo de talude de 45 graus. Para cada bloco são atribuídos valores baseados em parâmetros econômicos conforme a Figura 6:

-4	-4	-4	-4	-4	-4	12	12	12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
	-4	-4	-4	-4	-4	12	12	12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
		-4	-4	-4	-4	12	12	12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
			-4	-4	-4	12	12	12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
				-4	-4	12	12	12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
					-4	12	12	12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
						12	12	12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
							12	12	12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
								12	12	12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
									12	12	12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
										12	12	12	12	-4	-4	-4	-4	-4	-4
											12	12	12	12	-4	-4	-4	-4	-4
												12	12	12	12	-4	-4	-4	-4
													12	12	12	12	-4	-4	-4
														12	12	12	12	-4	-4
															12	12	12	12	-4
																12	12	12	12

Figura 6: Modelo de blocos inicial valorizado economicamente (adaptado de Lerchs e Grossmann).

Como pode se observar, os blocos do limite do corpo mineral pertencem, tanto ao domínio do minério, quanto ao domínio do estéril. Um valor médio foi utilizado conforme a configuração apresentada a seguir:

I \ J	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
①	-4	-4	-4	-4	-4	8	12	12	0	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
②		-4	-4	-4	-4	0	12	12	8	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
③			-4	-4	-4	-4	8	12	12	0	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
④				-4	-4	-4	0	12	12	8	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
⑤					-4	-4	-4	8	12	12	0	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
⑥						-4	-4	0	12	12	8	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
⑦							-4	-4	8	12	12	0	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
⑧								-4	0	12	12	8	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
⑨										-4	12	12	12	0	-4	-4	-4	-4	-4

Figura 7: Modelo de blocos econômico final (adaptado de Lerchs e Grossmann).

A posição dos blocos será denotada utilizando-se a notação (i,j) para posicionar espacialmente os blocos, onde i representa a linha e j a coluna em que um determinado bloco está localizado. Por meio de operações de soma nas colunas existentes no modelo de blocos e rotinas de procura de valores máximos pode-se calcular o limite da cava final conforme Figura 7.

A sequência do algoritmo segue conforme as etapas abaixo:

- calcular o benefício cumulativo do modelo econômico, para cada coluna de blocos partindo do topo em direção à base, de acordo com a equação:

$$M_{ij} = \sum m_{kj} \tag{4}$$

M_{ij} - benefício obtido extraindo uma coluna do bloco até a base.

podem variar drasticamente de uma seção transversal para outra adjacente. Quer dizer, a viabilidade de talude de cava só é satisfeita na direção das seções transversais.

2.4 MÉTODO DOS CONES FLUTUANTES

O método de cones flutuantes (Pana & Carlson, 1966; David, et al.,1974; Lemieux,1979) é um método popular e direto baseado na pesquisa do contorno ótimo da cava final por tentativas. O princípio de funcionamento do algoritmo considera as restrições físicas e geomecânicas (ângulos de talude). O ápex do cone é movido de um bloco para outro e a avaliação do cone é feita em cada posição explorada. Quando a avaliação é positiva o cone é selecionado e todos os blocos nele contido são extraídos. O processo repete-se até que não existam mais cones economicamente lavráveis. Este método tem a vantagem de ser rápido e possui apelo bastante intuitivo (Underwood & Tolwinski, 1998).

O método pode resultar em uma cava não ótima e mesmo apesar de estudos posteriores e modificações no algoritmo, ainda não existe um algoritmo utilizando esta abordagem que conduza a um resultado comprovadamente ótimo (Down & Onur,1992).

O método é facilmente compreendido com os exemplos das figuras 9, 10, 11, 12 e 13, conforme exemplo apresentado por Barnes (1982) e Hustrulid & Kuchta (1995), com seções verticais de um depósito com valor presente líquido (VPL) em cada bloco sendo estes blocos equidimensionais e assumindo um ângulo de talude de 45°.

	1	2	3	4	5	6	7
1	-1	-1	-1	-1	-1	+1	-1
2		-2	-2	+4	-2	-2	
3			+7	+1	-3		

Figura 9: Modelo de blocos do exemplo (Hustrulid & Kuchta,1995).

O algoritmo segue conforme a sequência de passos abaixo:

Passo 1: O cone é movido da esquerda para direita pela linha de topo dos blocos na seção, se algum bloco for positivo será removido;

Passo 2: Após a primeira linha, o ápex do cone é movido para a segunda linha, começando da esquerda é movido da esquerda para a direita parando quando encontrar o primeiro bloco positivo. Se a soma de todos os blocos contidos no cone for positiva (ou zero) esses blocos serão removidos (minerados). Se a soma dos blocos for negativa os blocos serão deixados e o cone é movido para o próximo bloco positivo nessa linha. O processo de soma, remoção e manutenção dos blocos continuam a se repetir;

Passo 3: O processo do cone flutuante da esquerda para a direita e do topo para base da seção continua até que não existam mais blocos que possam ser removidos;

Passo 4: A lucratividade para essa seção é encontrada somando o valor dos blocos removidos;

Passo 5: A relação estéril/minério global pode ser determinada no número de blocos positivos e negativos.

Então podemos aplicar essas regras no exemplo abaixo. Há quatro blocos positivos e, conseqüentemente, precisamos de quatro cones para avaliar. Seguindo a regra da esquerda para direita e do topo para base, o bloco da linha 1 e coluna 6 será o primeiro avaliado. Como não há nenhum bloco acima, então o valor do cone é +1 e será removido.

	1	2	3	4	5	6	7
1	-1	-1	-1	-1	-1	+1	-1
2		-2	-2	+4	-2	-2	
3			+7	+1	-3		

Figura 10: Primeiro cone (Hustrulid & Kuchta,1995).

O segundo bloco avaliado é da linha 2 e coluna 4, cone com valor de $-1 - 1 - 1 + 4 = +1$.

Portanto o cone será minerado.

	1	2	3	4	5	6	7
1	-1	-1	-1	-1	-1		-1
2		-2	-2	+4	-2	-2	
3			+7	+1	-3		

Figura 11: Segundo cone (Hustrulid & Kuchta,1995).

O próximo cone refere-se ao bloco da linha 3 e coluna 3 e cone com valor de $-1 - 1 - 2 - 2 + 7 = +1$. Cone igualmente removido.

	1	2	3	4	5	6	7
1	-1	-1					-1
2		-2	-2		-2	-2	
3			+7	+1	-3		

Figura 12: Terceiro cone (Hustrulid & Kuchta,1995).

O quarto cone encontra-se na linha 4 e coluna 4, cone com valor de $-2 + 1 = -1$. Este cone não será removido.

	1	2	3	4	5	6	7
1							-1
2					-2	-2	
3				+1	-3		

Figura 13: Quarto cone (Hustrulid & Kuchta,1995).

Então o valor total da cava será $-1 - 1 - 1 - 1 - 1 + 1 - 2 - 2 + 4 + 7 = +3$, conforme Figura 14. E a relação estéril/minério desta seção é $7/3 \text{ m}^3/\text{t}$.

	1	2	3	4	5	6	7
1	-1	-1	-1	-1	-1	+1	-1
2		-2	-2	+4	-2	-2	
3			+7	+1	-3		

Figura 14: Configuração final (Hustrulid & Kuchta,1995).

2.5 SEQUENCIAMENTO DE LAVRA

A produção de uma sequência otimizada de uma cava é um procedimento que reflete as condições de exploração ao longo da vida útil da mina. Estas condições são determinadas pelas características geológicas do depósito, condições de lavra e tecnologias de processamento, além dos parâmetros econômicos.

Do ponto de vista tecnológico a sequência ótima de lavra está diretamente relacionada com dois aspectos: espaço e tempo. No sequenciamento determina-se a vida útil da jazida pela razão de produção da mina, projetos dos avanços operacionais e a determinação da sequência de extração dos blocos, assim projetando o planejamento de curto e longo prazo. É a relação entre o inventario de reservas pela taxa de produção que resulta a vida útil da mina.

No planejamento de longo prazo o grande objetivo é a definição dos limites lavráveis do depósito, determinando as reservas a partir da capacidade técnica, econômica e ambiental de extração dos recursos minerais disponíveis. Desta forma, como resultados temos a definição da configuração final de cava, a extensão dos limites de lavra, a interação com os limites legais, minerários ou superficiários e a definição da alocação de infraestruturas de superfície

Por planejamento de médio prazo temos como grande objetivo o entendimento do avanço de lavra em etapas menores e conseqüentemente estarão contidos nos limites estratégicos definidos no plano anterior. Tradicionalmente aplicado sobre projetos em andamento, pois são diretrizes de planejamento de prazos tipicamente de um a três anos.

No planejamento de curto prazo temos que integrar os aspectos operacionais para cumprimento do plano orçamentário definido no item anterior. Planos de curto prazo são tipicamente referidos a períodos semestrais, trimestrais, mensais, semanais e dependendo do grau de detalhamento até mesmo diário.

À medida que se eleva o ângulo de talude final, ocorre redução significativa do volume de rocha estéril a ser removida e, portanto, reduzem-se os custos de extração de minério, elevando a relação entre custos e segurança. A sensibilidade dos custos de extração com relação ao ângulo de talude final pode ser muito elevada, chegando a alguns casos a significar alguns milhões de dólares para poucos graus de variação.

Para o cálculo de uma taxa ótima de extração de um corpo mineral são necessários os conhecimentos da tonelagem total e seus respectivos teores, além de todos os custos e preços dos produtos ao longo da vida útil do projeto (Taylor, 1977), além de uma análise de mercado.

CAPÍTULO 3

3. METODOLOGIA

Neste capítulo apresentaremos a metodologia e os métodos utilizados na análise tanto da otimização de cava quanto no sequenciamento de lavra. São apresentados os procedimentos e peculiaridades dos dois programas e algoritmos de otimização objetos deste estudo.

3.1 OTIMIZAÇÃO DE CAVA

Na etapa de otimização de cava o trabalho foi desenvolvido seguindo algumas definições. Sendo os três depósitos importados nos dois programas gerando resultados nos algoritmos de Lerchs-Grossmann (LG) e Cones Flutuantes (CF), conforme a Figura 15.

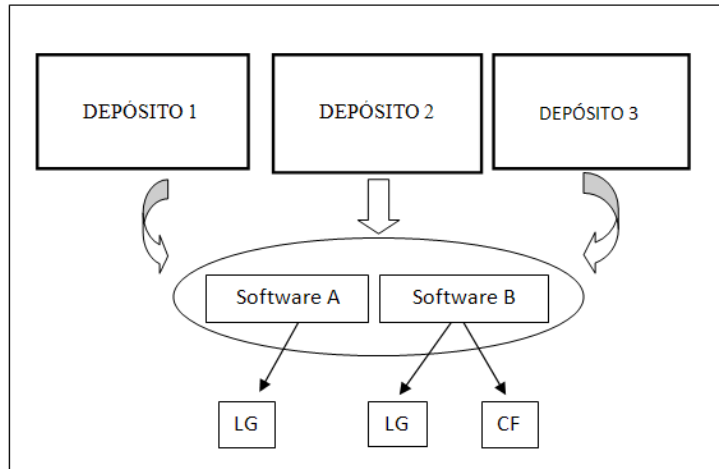


Figura 15: Esquema da otimização de cava.

Na primeira etapa, os modelos foram importados em dois programas comerciais de mineração contendo ferramentas de otimização diferentes, chamados neste trabalho de A e B. No programa A está disponível somente uma técnica de otimização: a programação dinâmica utilizando o algoritmo de Lerchs-Grossmann (LG). No programa B estão disponíveis os

algoritmos Lerchs-Grossmann e Cones Flutuantes (FC). Tentou-se usar exatamente os mesmos parâmetros em ambos os programas considerando que são diferentes interfaces e complexidades a partir de dados de entrada, para manter a comparabilidade nos resultados.

No programa A, após a importação do modelo de blocos definindo algumas características de cada variável como tipo de rocha, produto e densidade passaram para o modelo econômico.

No modelo econômico para os três depósitos já estão calculadas as funções benefício contendo os valores por tonelada e valor econômico de cada bloco, então apenas será necessário definir essa variável como produto na importação e definir a opção modelo onde os blocos já estão valorizados externamente.

Na definição dos parâmetros da cava final temos desconto anual, valor de minério anual e quantidade de dias trabalhados no ano, este valor de minério anual não é um valor definitivo, que será escolhido na etapa de sequenciamento. Outra definição importante desta etapa é a escolha do método de seleção da cava final, se pelo maior valor presente líquido ou por maximização de reservas, utilizando pelo valor presente líquido neste trabalho. Definimos também neste item os ângulos de talude e setores geomecânicos assim como a superfície topográfica inicial.

Finalmente, a cava final é gerada com os dados de quantidade de minério, estéril e tonelagem de rocha, além do valor presente líquido e o valor total da cava e os parâmetros indicados como atributos na importação do modelo, como teor de minério, tipo de rocha e relação estéril/minério, conforme Tabela 2.

Tabela 2: Dados da cava final no programa A.

Cavas	Rocha	Valor	Custos	VPL	Minério
	t	\$			t
Pit (1) 5.00%	16.706.594	838.963.432	0	444.393.394	12.852.844
Pit (2) 10.00%	16.308.281	600.945.638	0	89.827.727	11.356.875
Pit (3) 15.00%	36.841.563	954.140.731	0	25.064.705	22.376.250
Pit (4) 20.00%	34.508.438	718.141.538	0	2.101.218	19.608.750
Pit (5) 25.00%	39.417.031	669.153.813	0	217.922	19.963.125

No programa B, selecionamos o modelo de blocos e o local para armazenar as informações geradas na ferramenta de otimização de cava. Após, definimos algumas variáveis que serão utilizadas como a topografia, seguindo-se para os parâmetros econômicos.

Os parâmetros econômicos foram utilizados para calcular as variáveis econômicas do depósito de cobre e molibdênio, nos outros, ouro e fosfato, apenas selecionamos a opção para ler a variável econômica já definida no modelo. Para o cobre e molibdênio os parâmetros econômicos necessários são preços de venda de cobre e molibdênio em US\$/lb, recuperação dos minérios, fator de conversão para US\$/t, custos de lavra e beneficiamento.

Definimos taxas de desconto anuais e ângulos de taludes, podendo ser constantes ou variáveis para diferentes regiões da cava.

Finalmente escolhemos o algoritmo para cálculo da cava final, Lerchs-Grossmann ou Cones Flutuantes. Foram geradas cavas para todos os depósitos nos dois algoritmos. Ainda definimos as variáveis do modelo que receberão os valores econômicos dos blocos.

Apesar da interface dos dois programas apresentarem diferenças na forma e ordem de inserção dos dados, percebemos que os dois programas necessitam parâmetros semelhantes para funcionamento do algoritmo.

Finalmente, os resultados e os modelos gerados pelos algoritmos são comparados e avaliadas as diferenças entre programas e algoritmos apresentados no Capítulo 5.

3.2 SEQUENCIAMENTO DE LAVRA

A decisão de escolha entre algoritmos e programas poderia ser finalizada na etapa de otimização de cava. No entanto, a questão da otimização considera um cenário que não é viável operacionalmente. Apesar dos algoritmos respeitarem uma ordem de precedência dos blocos, esta ordem não é operacionalmente viável. Por viabilidade operacional entende-se que devem ser respeitados alguns aspectos que estão relacionados, por exemplo, com a geometria do próprio depósito, o espaço operacional entre avanços contíguos, taxa de aprofundamento da cava, entre outros. Desta forma saber se o bloco será minerado, ou em outras palavras, se um bloco está contido na solução proposta pelo algoritmo de otimização é de extrema importância, mas saber quando este bloco será minerado e posteriormente quando este bloco será enviado ao processo é uma informação ainda mais relevante pois esta ordem é que define o fluxo de caixa do projeto.

Na etapa de sequenciamento de lavra o trabalho foi desenvolvido seguindo algumas definições, sendo as três cavas resultantes da otimização divididas em fases e aplicadas ao sequenciador de cada ferramenta.

No programa A procedemos de duas maneiras o sequenciamento de lavra. Na primeira obtemos as fases do sequenciamento pelo método do próprio programa, isto é, selecionamos as fases por características de maximização do Valor Presente Líquido (VPL). No segundo método utilizamos as fases criadas no programa B, para a comparação entre os dois, no programa A por possuir mais características em comum.

No primeiro caso, as fases são obtidas selecionando apenas o número máximo de fases e alguns critérios de tamanho de cava e número de blocos mínimos. Assim, as fases geradas são escolhidas apenas pelo critério de maximização de VPL, não sendo obrigatória a total extração de uma fase para início da fase seguinte, conforme exemplo apresentado na Figura 16 de algumas das fases geradas para o depósito de cobre e molibdênio.

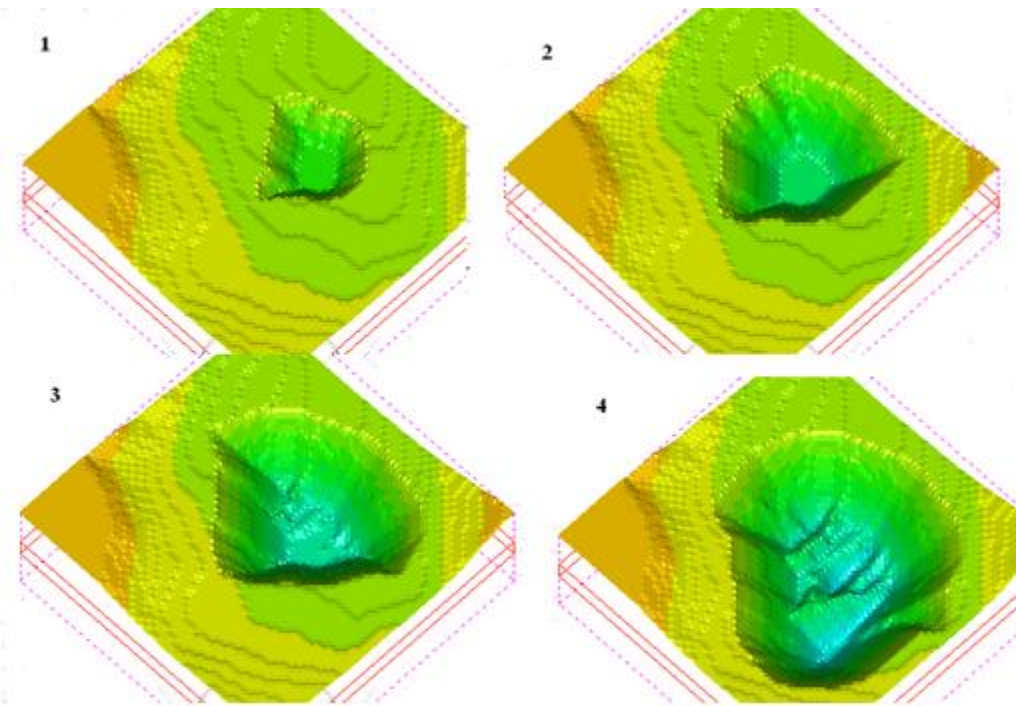


Figura 16: Fases do depósito de cobre e molibdênio.

Após seguimos para o sequenciador do programa A, onde definimos a quantidade de dias trabalhados, períodos com a quantidade de minério, estéril ou quantidade total de rocha. Também

podemos definir restrições como relação estéril-minério (REM) e o objetivo do sequenciamento como maximizar o VPL, resultando em um relatório com a tonelagem total de rocha, minério e estéril em cada período, REM e teor por período.

No segundo caso, foram alteradas as fases. Foram exportadas do programa B e importadas para o programa A, após seguimos os mesmos procedimentos para o sequenciamento do primeiro caso obtendo também uma planilha com dados que serão analisados no próximo capítulo.

No programa B foram geradas fases para o sequenciamento através de uma ferramenta iterando o cálculo de cava final e obtendo cavas intermediárias para definição adequada para a ferramenta de sequenciamento.

A cava final do depósito de cobre e molibdênio foi dividida em 49 cavas menores, conforme Figura 17, obtidas iterando o valor por tonelada de minério. Multiplicamos o valor por tonelada de 0 a 1, variando em 0.02, isto é, gerando 49 cavas menores dentro da cava final, sendo o valor por tonelada igual a 1 a própria cava final. Isto ocorre porque o valor por tonelada de minério quando reduzido, reduz também a quantidade de blocos econômicos extraídos. Este procedimento é realizado apenas para obtermos as 49 cavas e assim definirmos as fases do depósito. Assim, definimos as cinco fases para o sequenciamento já cubadas com a quantidade de minério, estéril, relação estéril/minério (REM) e teor dos minérios, conforme Figura 18.

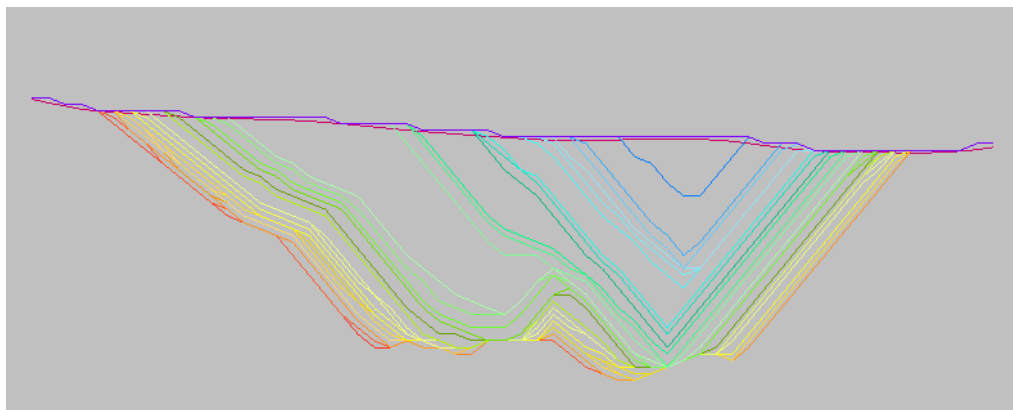


Figura 17: As 49 cavas iteradas.

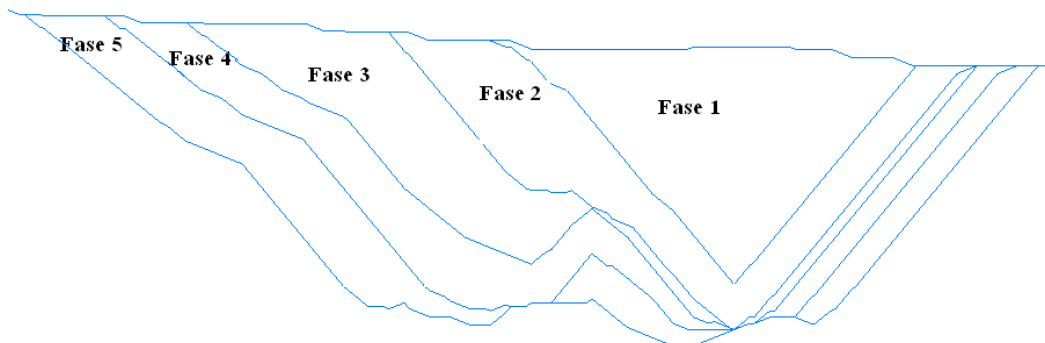


Figura 18: Fases do depósito de cobre e molibdênio.

No depósito de ouro o mesmo procedimento do caso anterior foi executado, mas ao invés de 49 cavas foram geradas apenas 4 cavas, multiplicamos o valor por tonelada de 0 a 1, variando em 0.25, isto é, gerando 4 cavas menores dentro da cava final, sendo o valor por tonelada multiplicado por 1 a própria cava final. Isto ocorre porque o valor por tonelada de minério quando reduzido, reduz também a quantidade de blocos econômicos extraídos. Este procedimento é realizado apenas para obtermos as 4 cavas e assim definirmos as fases do depósito. Assim, definimos as quatro fases para o sequenciamento já cubadas com a quantidade de minério, estéril, relação estéril-minério (REM) e teor dos minérios, conforme figura 19.

A redução do número de cavas se deu pela quantidade de blocos do depósito de ouro, elevando significativamente o tempo computacional, sendo geradas todas as 49 cavas do depósito de cobre e molibdênio em apenas 1 hora e as 4 cavas do depósito de ouro levaram 4 horas de tempo computacional.

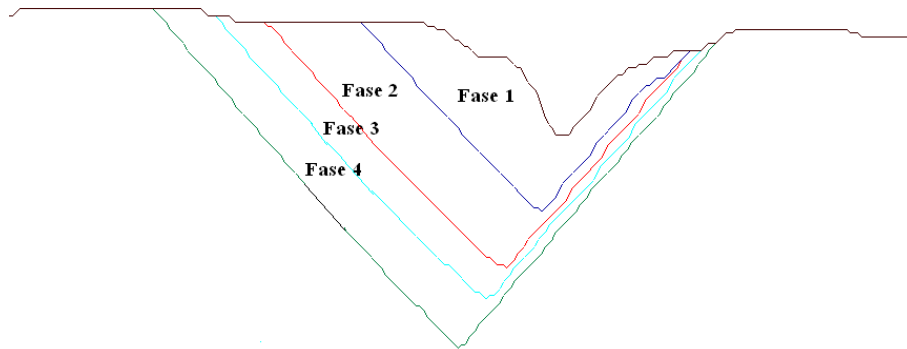


Figura 19: Fases do depósito de ouro.

O depósito de fosfato por ser tabular e contínuo por vários quilômetros e pouco profundo, não pode ser dividido em diversas cavas aninhadas assim como nos depósitos de ouro e cobre, então foi dividido em apenas duas fases, conforme figura 20, a primeira em azul com tamanho bem reduzido e a segunda em vermelho compreendendo quase todo depósito. Este procedimento precisa ser realizado, pois o programa B necessita de no mínimo duas fases para inserir no sequenciador.



Figura 20: Fases do depósito de fosfato em seção vertical.

Assim podemos selecionar as cavas para as fases de extração necessárias para o sequenciador de lavra do programa B. Neste caso foram escolhidas, por fatores de relação estéril-minério e quantidade e qualidade do minério, as fases que são utilizadas como parâmetros de entrada no sequenciador do programa B.

A próxima etapa é iniciar a ferramenta de sequenciamento de lavra do programa B, para os três depósitos.

No sequenciamento de lavra realizado pelo programa B executamos a mesma série de procedimentos para os três depósitos descritos da seguinte maneira.

Primeiramente selecionamos o projeto e modelo de blocos a ser sequenciado juntamente com quantidade de tipos de minério, estéril e pilhas de estoque, além das características sequenciamento como número de períodos e quantidade de soluções possíveis.

A próxima etapa será importar as fases previamente definidas, escolhendo as variáveis de teor de minério como tal, além de número de casas decimais compatíveis com os valores inseridos no modelo de blocos. Em todos os modelos é definida anteriormente uma variável para minério e outra para estéril, pois nesta etapa do sequenciamento necessita-se definir as classes de produção em minério e estéril.

Agora precisamos configurar a sequência de extração de cada fase, assim a fase 2, por exemplo, só poderá iniciar a extração quando a fase 1 for totalmente lavrada em todas suas bancadas e assim sucessivamente até a última fase do depósito.

Na parte econômica da lavra primeiramente definimos os descontos como custo de lavra para estéril e minério e taxa de desconto anual. Ainda podemos inserir custo com combustível e o capital investido por período, mas nos casos em estudo estas duas últimas opções não foram utilizadas. Na aba de receitas, inserimos o valor do custo de beneficiamento e os preços de venda dos minérios de cada caso além da recuperação, tendo a opção de alterar estes dados período a período.

Finalmente na última etapa selecionamos o número de dias trabalhados no ano, a relação estéril/minério e o objetivo da sequência de extração que será maximizar o Valor Presente Líquido. Podemos também definir quantidades de minério, estéril e tonelagem total de rocha a ser lavrada por período, colocando limites para flexibilizar o sequenciamento.

Assim, variando estes parâmetros podemos obter o sequenciamento ideal para cada tipo de depósito e minério, ilustrado na Figura 21 .

Figura 21: Resultado do sequenciamento no programa B.

PERIOD	SUMMARY OF SCHEDULING RESULTS - MINING BY PERIOD						
	MINERIO TONS	CU	GRADES MO	ESTERIL TONS	S.R.	MINING TONS	MINE+RECLM TONS
1	14300.	1.050	0.117	10799.	0.76	25099.	25099.
2	13362.	1.131	0.144	483.	0.04	13844.	13844.
3	14300.	0.763	0.089	41977.	2.94	56277.	56277.
4	14300.	0.840	0.098	4065.	0.28	18365.	18365.
5	14300.	0.855	0.102	408.	0.03	14708.	14708.
6	14300.	0.929	0.119	219.	0.02	14519.	14519.
7	14300.	0.752	0.094	88610.	6.20	102910.	102910.
8	13629.	0.737	0.086	17490.	1.28	31119.	31119.
9	14300.	0.779	0.091	3516.	0.25	17816.	17816.
10	14300.	0.800	0.101	1167.	0.08	15467.	15467.
11	14300.	0.829	0.105	1019.	0.07	15319.	15319.
12	14300.	0.909	0.114	1559.	0.11	15859.	15859.
13	14300.	0.959	0.124	1823.	0.13	16123.	16123.
14	14166.	0.935	0.120	60301.	4.26	74468.	74468.
15	14300.	0.728	0.075	7681.	0.54	21981.	21981.
16	14300.	0.743	0.078	2103.	0.15	16403.	16403.
17	14300.	0.903	0.098	2561.	0.18	16861.	16861.
18	14300.	0.867	0.099	95616.	6.69	109916.	109916.
19	14300.	0.756	0.077	8588.	0.60	22888.	22888.
20	14300.	0.809	0.082	4487.	0.31	18787.	18787.

CAPÍTULO 4

4. APLICAÇÕES EM ESTUDO DE CASO

Neste quarto capítulo segue a descrição dos modelos para os estudos de caso. Para este estudo foram selecionados três diferentes depósitos minerais, considerando alguns aspectos particulares para a distinção no procedimento de sequenciamento de lavra e otimização de cava conforme segue:

- forma;
- tamanho de área;
- tipo e geometria de mineralização;
- tamanho em número de blocos;
- dimensões do modelo de blocos.

Os modelos de blocos utilizados neste trabalho contêm informações sobre o teor de minério, localização espacial dos blocos, litologias, ângulos de talude, dimensões dos blocos, densidade das litologias.

4.1 DEPÓSITO 1 – COBRE E MOLIBDÊNIO.

Este modelo é uma representação de um depósito de grandes dimensões de uma paragênese mineral disseminada de cobre e molibdênio. Os dados foram obtidos por amostras de furos de sondagens com um arquivo contendo localização nas três dimensões, profundidade do furo, inclinação e azimute e outro com início e fim de cada amostra do furo, teores de cobre e molibdênio, densidade e tipo de rocha de cada amostra. Os dados foram importados no denominado programa B deste trabalho e o modelo de blocos gerado pela técnica de krigagem com tamanho de bloco de 25x25x10m, na ferramenta de estimativa de teores deste programa. O modelo de blocos estimado foi então exportado para o programa A para a comparação dos resultados dessa etapa do trabalho.

As dimensões do corpo de minério são de aproximadamente 450 m de profundidade e 815 m de extensão nas direções X e Y conforme Figura 22. Os teores de cobre superiores a 0,5%

estão definidos na cor vermelha, teores entre 0,25% e 0,5% em amarelo e teores inferiores a 0,25% de cobre em azul.

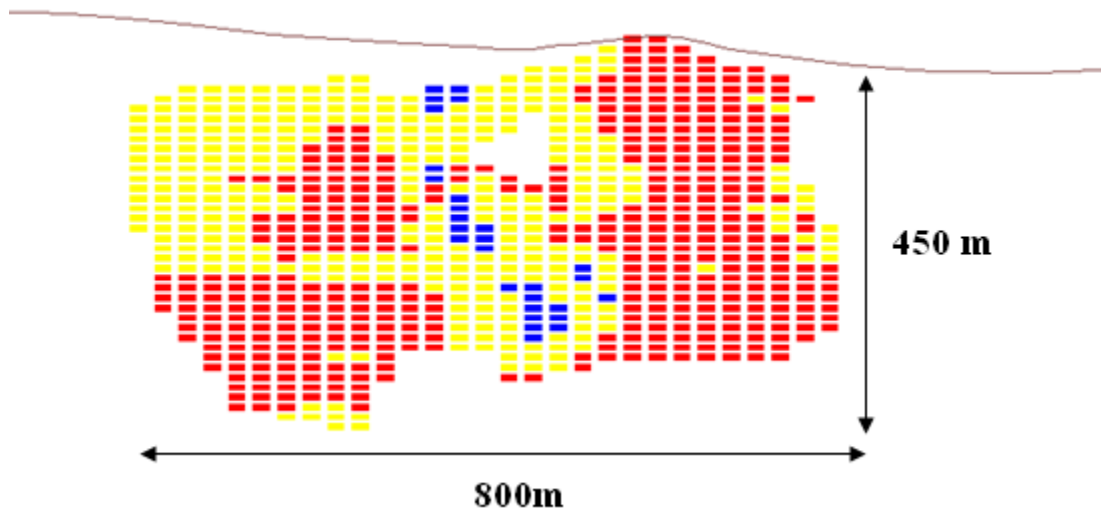


Figura 22: Dimensões do depósito de cobre e molibdênio em seção transversal N-S.

Os furos de sondagem são distribuídos em uma malha aproximadamente regular de 100m por 100m e uma malha mais fechada com alguns furos inclinados na região de maior teor de cobre e molibdênio. A Figura 23 explicita a sondagem com dados em vermelho amostras com teor de cobre maior que 0,5%, amarelo teores entre 0,25% e 0,5% e em azul teores abaixo de 0,25% de cobre.

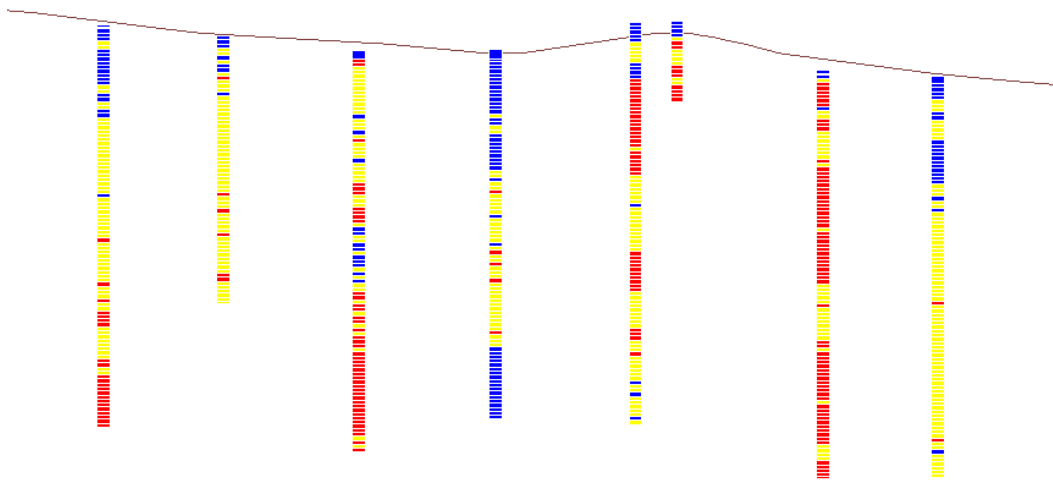


Figura 23: Seção do depósito com 8 furos de sondagem.

4.1.1 VALORIZAÇÃO ECONÔMICA DO DEPÓSITO

Neste estudo de caso de cobre e molibdênio a função benefício foi calculada na ferramenta de otimização de cava do programa B, inserindo os dados gerados de valor econômico por tonelada e valor econômico do bloco no modelo e após esta etapa exportada para o programa A.

Na ferramenta utilizada é necessário inserir os preços de venda de cobre e molibdênio em dólar por libra (\$/lb), recuperação dos dois minérios (%), o fator de conversão de dólar por libra para dólar por tonelada (\$/t), densidade de minério e estéril, os custos de lavra (\$/t) e custos de beneficiamento (\$/t), para blocos classificados como minério. Quando o bloco é estéril apenas é necessário o custo de lavra e a densidade do estéril, conforme descrito na tabela 3.

Tabela 3: Parâmetros da função benefício.

Parâmetros	
Preço de Cobre (\$/t)	7.415
Recuperação de Cobre (%)	80
Preço de venda Molibdênio (\$/t)	31. 550
Recuperação Molibdênio (%)	60
Custo de Lavra (\$/t)	10
Custo de beneficiamento (\$/t)	15
Ângulo Geral de Talude	50

Assim, o valor por tonelada e o valor econômico de cada bloco é gerado e armazenado no modelo de blocos e será utilizado nas ferramentas de otimização de cava dos dois programas.

4.2 DEPÓSITO 2 – OURO

O depósito de ouro é relativamente pequeno e composto por um corpo de minério de mergulho acentuado com teores de ouro de cerca de 1 g/t. Devido à seletividade e diluição necessárias para os métodos de mineração o tamanho do bloco adotado para esse depósito é relativamente pequeno, tendo sido adotada uma dimensão para a zona mineralizada de 5x5x5m e para a zona de estéril a dimensão utilizada foi de 25x25x5m.

Os dados recebidos no modelo são dimensões dos blocos (Xinc, Yinc e Zinc), teor de ouro (AU), litologias (LITH), porcentagem do bloco abaixo da topografia (BTOPO), distância da planta de beneficiamento quando minério e distância da pilha de rejeito quando estéril (DIST), densidade da rocha (DENSI), tonelagem do bloco (TON), distinção do bloco, código 1 para minério e 2 para estéril (ORETY), valor calculado pela função benefício (FBEN1) e porcentagem do bloco dentro do corpo de minério (PORE).

Neste caso, o modelo de blocos de ouro foi recebido já estimado e difere dos demais aplicados neste estudo, pois possui diferentes tamanhos de blocos para minério e estéril. Os blocos de minério são definidos com dimensões de 5x5x5m e os blocos de estéril com dimensões de 25x25x5m, devido ao material estéril possuir características semelhantes não necessitando de

blocos tão reduzidos. Assim o modelo é sub-blocado na região de minério para maior detalhamento.

Este foi um dos problemas encontrados neste caso. Em um dos programas não é possível realizar a redução do tamanho dos blocos em apenas algumas porções do depósito. Então a solução encontrada foi reduzir o tamanho dos blocos para 5x5x5m em todo modelo e recalcular através da mesma função benefício os valores econômicos dos blocos de estéril reduzidos. Esta decisão influenciará no tempo computacional, como veremos no capítulo 5.

Assim, no programa A os blocos de minério possuem dimensões de 5x5x5m e os de estéril dimensões de 25x25x5m, no programa B todos os blocos do modelo possuem dimensões de 5x5x5m.

As dimensões do corpo de minério de ouro são de 600 m de profundidade, 350 m de largura em uma extensão de aproximadamente 1000 m, conforme figura 24 do modelo de blocos em seção transversal N-S.

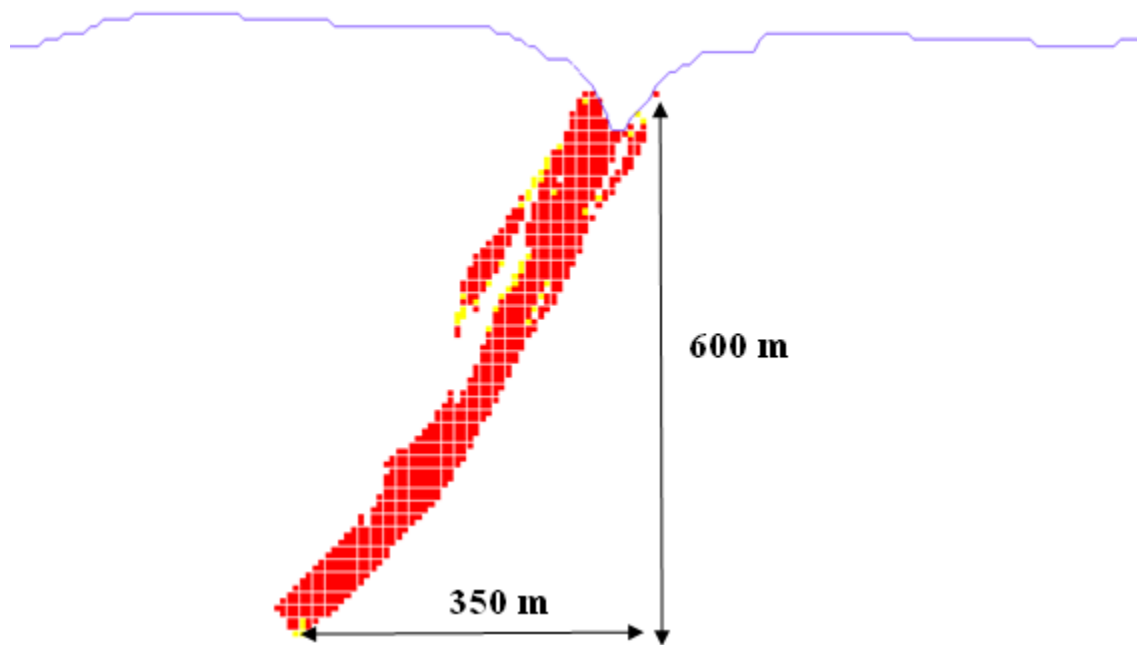


Figura 24: Seção vertical com as dimensões do depósito de ouro.

4.2.1 VALORIZAÇÃO ECONÔMICA DO DEPÓSITO

Neste depósito o valor econômico do bloco foi calculado através de uma função benefício seguindo os seguintes passos e definições:

Os blocos são divididos em três tipos:

- tipo 1 - $AU \geq 0.446$ g/t, Minério;
- tipo 2 - $AU \geq 0.370$ g/t e $AU < 0.446$ g/t, Intermediário;
- tipo 3 - $AU < 0.370$ g/t, Estéril.

A diferenciação entre os TIPOS 1 e 2 se deve a questão de cálculo do teor de corte no equilíbrio e marginal para definição dos limites de teor que seriam economicamente aproveitáveis neste depósito, considerando os custos, recuperação e preço de venda assumidos.

Tabela 4: Parâmetros da função benefício do ouro.

Parâmetros	
Preço de Ouro (US\$/t)	32.151
Recuperação de Ouro (%)	95
Custo de beneficiamento (US\$/t)	9,85
Ângulo Geral de Talude	50

Os tipos 1 e 2, minério de alto teor e marginal respectivamente, são considerados portanto minério, sendo transportados para o beneficiamento, o ponto de saída da cava está localizado na coordenada $X = 265160, Y = 8706100, Z = 385$. A distância do beneficiamento foi calculada através da diferença de localização x, y, z do centroide do bloco para o destino final, assim gerando um valor de distância horizontal (DHOR) e distância vertical (DVER).

A distância do bloco para o local do processo é dado por:

$$D = \left(\sqrt{(DHOR^2) + (DVER^2)} \right) + (HRORE) \quad (5)$$

Onde:

D: distância do bloco ao ponto de saída da cava;

DHOR: distância horizontal ao ponto de saída da cava;

DVER: distância vertical ao ponto de saída da cava;

HRORE: distância da saída da cava para a planta de beneficiamento.

O tipo 3, estéril, é transportado para a pilha de estéril. A distância da pilha é calculada através da diferença de localização x, y, z do bloco para o destino final, assim gerando um valor de DHOR e DVER.

$$D = \left(\sqrt{(DHOR^2) + (DVER^2)} \right) + (HRWST) \quad (6)$$

Onde:

D: distância do bloco ao ponto de saída da cava;

DHOR: distância horizontal ao ponto de saída da cava;

DVER: distância vertical ao ponto de saída da cava;

HRWST: distância da saída da cava para a pilha de estéril.

A função benefício é obtida da seguinte forma:

Para os blocos de estéril.

$$FBEN1 = - (MCOST) \quad (7)$$

Onde:

FBEN1: Valor econômico do bloco em US\$/t.

MCOST: Custo de lavra.

Para os blocos de minério.

$$FBEN1 = (AU * REC * AUPRICE) - (PCOST + MCOST + G\&A) \quad (8)$$

Onde:

FBEN1: Valor econômico em \$/t;

AU: Teor de ouro no bloco (%);
REC: Recuperação (%);
AUPRICE: Preço de venda do ouro (\$/t);
PCOST: Custo de beneficiamento (\$/t);
MCOST: Custo de lavra (\$/t).
G&A: Custos Gerais e administrativos (\$/t).

4.3 DEPÓSITO 3 – FOSFATO

O terceiro depósito estudado consiste de um depósito de fosfato de grande porte, um complexo de rochas ígneas alcalinas compostas de zonas de intemperismo, contendo um conjunto de óxidos de onde a qualidade do atributo principal é medida pelo teor de apatita (P_2O_5). Os teores médios do depósito são cerca de 10% de fosfato apatítico (P_2O_5AP).

Neste depósito os dados foram obtidos de um modelo de blocos contendo as dimensões dos blocos (Xinc, Yinc e Zinc), tonelagem do bloco (TON), classificação dos blocos por teor (ID65), valor econômico por tonelada a partir da função benefício (BENTOT), teores de fosfato total (P_2O_5T), teores de fosfato apatítico (P_2O_5AP), óxido de ferro (F_2O_3), óxido de cálcio (CaO), sílica (SiO_2), óxido de magnésio (MgO), óxido de titânio (TiO_2), relação entre CaO e P_2O_5 (RCP), distância para destino final do material (DIST), recuperação em massa (RMASS), porcentagem do bloco abaixo da topografia (TOPO), valor econômico do bloco (VALB), densidade da rocha (DENSI).

A zona mineralizada se estende por toda uma vasta área de 6,6 km por 5 km e a extensão vertical do depósito é muito mais reduzida variando em profundidade cerca de 300 metros, pouco em comparação com as extensões XY. Na Figura 25 podemos observar o modelo de blocos definido como minério, ID65=30, em vermelho e estéreis, ID65=20, em azul escuro e ID65=10 em azul claro.

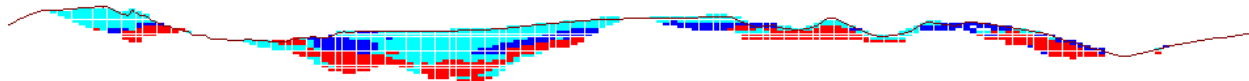


Figura 25: Depósito de fosfato em seção transversal N-S.

4.3.1 VALORIZAÇÃO ECONÔMICA DO DEPÓSITO

Novamente, neste depósito, o valor econômico do bloco foi calculado através de uma função benefício.

Recuperação total do fosfato (RECTOT) = 62.3%;

Recuperação em massa (RMASS) = (RECTOT * P2O5AP) / 35.8;

Apesar de se tratar de um depósito onde a variável de interesse é o teor de fosfato, o depósito possui teores interessantes de TiO₂, que no momento não foram valorizados na função benefício, mas no entanto foram categorizados para uma análise futura. Assim sendo, se o teor de fosfato apatítico (P₂O₅AP) for menor que 6.5% e o teor de TiO₂ for menor que 10%, então é classificado como tipo (ID65) igual a 10 (estéril). Mas se o TiO₂ for maior ou igual a 10%, então é classificado como tipo (ID65) igual a 20 (atualmente estéril). Para ser considerado tipo (ID65) igual a 30, o teor de fosfato apatítico terá que ser maior do que 6,5%, a relação entre cálcio e fosfato (RCP) maior que 0,9 e menor ou igual a 3 e a recuperação em massa maior do que 5.

Quando a recuperação em massa for menor que 5 e TiO₂ menor que 10% será do tipo 10, se TiO₂ maior que 10% então será tipo 20. Ainda, quando o RCP é menor do que 0,9 e maior que 3 e TiO₂ menor que 10 é classificado também como tipo 10. Entretanto se o TiO₂ for maior que 10 então será tipo 20.

São calculadas as distâncias para planta de beneficiamento e pilhas de estéril. O valor econômico da lavra por tonelada (\$/t) é obtido da seguinte maneira:

Para tipo 10 e 20, considerado estéril, com distância do destino final menor que 4 km.

$$CLEST = ((0.2596 * DIST + 1.5948) / DENSI) + 0.41 \quad (9)$$

Onde:

CLEST: Custo de lavra do estéril (\$/t);

DIST: Distância de transporte (Km);

DENSI: Densidade da rocha (t/m³).

Para tipo 10 e 20 com distância do destino final maior que 4 km.

$$CLEST = \left(\frac{(((DIST-4)*0.0292)+4.6817)}{DENSI} \right) + 0.41 \quad (10)$$

Onde:

CLEST: Custo de lavra do estéril (\$/t);

DIST: Distância de transporte (Km);

DENSI: Densidade da rocha (t/m³).

Para tipo 30, minério, com distância do destino final menor que 4 km.

$$CLMIN = \left(\left(\frac{(0.2596 * DIST + 1.5948)}{DENSI} \right) + 1.154 + 0.41 \right) \quad (11)$$

Onde:

CLMIN: Custo de lavra do minério (\$/t);

DIST: Distância de transporte (Km);

DENSI: Densidade da rocha (t/m³).

Para tipo 30, minério, com distância do destino final maior que 4 km.

$$CLMIN = \left(\frac{(((DIST-4)*0.0292)+4.6817)}{DENSI} \right) + 1.154 + 0.41 \quad (12)$$

Onde:

CLMIN: Custo de lavra do minério (\$/t);

DIST: Distância de transporte (Km);

DENSI: Densidade da rocha (t/m³).

O custo de lavra contendo a recuperação em massa:

$$CLMIN1 = \frac{CLMIN}{(RMASSA/100)} \quad (13)$$

Para os blocos de minério, tipo 30 terá mais o custo de beneficiamento calculado por:

$$CBENEFC = \frac{(4.10+4.51)}{(RMASSA/100)} * 0.95 \quad (14)$$

$$CBENEFUF = \frac{0.25+0.44}{(RMASSA/100)} * 0.05 \quad (15)$$

O valor econômico dos blocos (BENTOT65) de estéril, tipos 10 e 20 será apenas o custo de lavra.

$$BENTOT65 = (-1) * CLEST \quad (16)$$

O valor econômico dos blocos (BENTOT65) de minério, tipo 30 será calculado segundo a fórmula:

$$BEN = 100.00 * 1.75 - (CLMIN1 + CBENEFC + CBENEFUF + 0.5) \quad (17)$$

$$BENTOT65 = BEN * (1 - (UMI/100)) * (RMASSA/100) \quad (18)$$

CAPÍTULO 5

5. RESULTADOS E DISCUSSÕES

Neste capítulo serão discutidos os resultados obtidos nos três depósitos seguindo os procedimentos definidos na metodologia e respeitando as peculiaridades de cada jazida mineral e programa escolhido.

5.1 COBRE E MOLIBDÊNIO

Neste modelo de blocos de cobre e molibdênio, como já definido no capítulo anterior, foram fornecidos os dados de furos de sondagem com localização, teores de cobre e molibdênio e densidade. O modelo de blocos é composto de uma estimativa de krigagem com dimensões de bloco de 25x25x10m.

5.1.1 OTIMIZAÇÃO DE CAVA.

A otimização de cava consiste na obtenção da cava conceitual final, isto é, a cava que pela situação física e econômica do minério envolvido resulta no melhor rendimento financeiro para o projeto.

O modelo de blocos econômico do programa B foi obtido através do cálculo da função benefício por uma ferramenta do programa e os mesmos parâmetros utilizados para alimentar a ferramenta foram informados tanto para o algoritmo de Lerchs-Grossmann quanto para o de cones flutuantes.

No programa A o mesmo modelo de blocos econômico gerado pelo programa B foi importado.

Os resultados, conforme mostrado nas Tabelas 6, 7 e 8 indicam algumas diferenças entre os programas A e B, nos parâmetros verificados pelo estudo, como: tonelagem, valor presente líquido (VPL) e teor de minério.

A Tabela 5 expressa a comparação entre o programa A com o algoritmo de Lerchs-Grossmann e o programa B com o mesmo algoritmo. Assim, podemos observar que a variação entre os parâmetros analisados é muito pequena, não ultrapassando 1% em nenhum dos itens verificados.

Tabela 5: Comparação entre os programas e algoritmos para o depósito de cobre e molibdênio.

Programa (Algoritmo)		A (LG)	B (LG)	Variação (%)
Tonelagem (t)	MINÉRIO	265.606.594	267.749.719	-0,81
	ESTÉRIL	334.188.281	330.991.250	0,96
	TOTAL	599.794.875	598.740.969	0,18
VPL (\$)		1.805.824.530	1.859.340.840	0,03
Teor de Minério (%)	Cu	0,863	0,855	-0,94
	Mo	0,101	0,101	0

A Tabela 6 expressa a comparação entre o programa A com o algoritmo de Lerchs Grossmann e o programa B com o algoritmo de Cones Flutuantes. Assim, podemos observar que a variação entre os parâmetros analisados é mais significativa para a quantidade de minério, 4,7 % e possui diferenças entre 1% e 2% nos outros parâmetros analisados.

Tabela 6: Comparação entre os programas e algoritmos para o depósito de cobre e molibdênio.

Programa (Algoritmo)		A (LG)	B (FC)	Var. (%)
Tonelagem (t)	MINÉRIO	265.606.594	253.118.000	4,7
	ESTÉRIL	334.188.281	340.405.000	1,83
	TOTAL	599.794.875	593.523.000	1,05
VPL (\$)		1.805.824.530	1.829.464.528	0,01
Teor de Minério (%)	Cu	0,863	0,861	-0,23
	Mo	0,101	0,102	1,17

A Tabela 7 apresenta a comparação entre o programa B com o algoritmo de Lerchs-Grossman e o programa B com o algoritmo de Cones Flutuantes. Assim, podemos observar que a variação entre os parâmetros analisados é mais significativa para a quantidade de minério, 5,78 % e possui diferenças entre 0,7% e 3% nos outros parâmetros analisados.

Tabela 7: Comparação entre os programas e algoritmos para o depósito de cobre e molibdênio.

Programa (Algoritmo)		B (LG)	B (FC)	Var. (%)
Tonelagem (t)	MINÉRIO	267.749.719	253.118.000	-5,78
	ESTÉRIL	330.991.250	340.405.000	2,77
	TOTAL	598.740.969	593.523.000	-0,88
NPV (\$)		1.859.340.840	1.829.464.528	0.02
Teor de Minério (%)	Cu	0,855	0,861	-0,7
	Mo	0,101	0,102	-1,29

Nesse modelo as três cavas foram geradas pelos dois programas. Na figura 26 são apresentados o Programa A implementado com o algoritmo de Lerchs-Grossmann, como a cava em vermelho, o Programa B com o algoritmo de Lerchs-Grossmann, cava azul e Programa B utilizando algoritmo de Cones Flutuantes, cava em verde. Percebe-se que os resultados entre os algoritmos implementados nos diferentes programas produziram resultados muito semelhantes, sendo o descolamento (mesmo que pequeno) entre as superfícies representadas na seção vertical da figura 26 refere-se à superfície gerada pelo algoritmo de Cones Flutuantes.

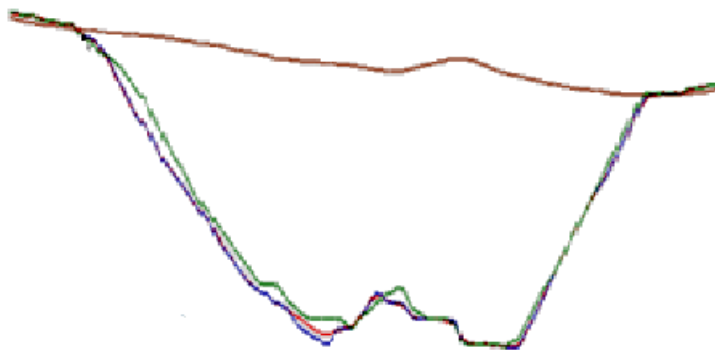


Figura 26: Cavas finais do depósito de cobre e molibdênio nos dois programas.

Em suma, esta diferença no contexto de planejamento a longo prazo será diluída sem afetar significativamente o resultado econômico do projeto ou mesmo o planejamento de lavra. No entanto, a mineração é uma atividade que trabalha com grandes quantidades de movimentação de massa e pequenas variações na cava final podem corresponder a valores significativos. Como se está comparando algoritmos estas diferenças devem ser consideradas para o processo de escolha no momento de se optar por uma solução definitiva e que proporcione o melhor resultado possível.

5.1.2 SEQUENCIAMENTO DE LAVRA

O sequenciamento de lavra para o depósito de cobre e molibdênio foi realizado nos dois programas deste trabalho. No programa A foram realizados dois cenários de sequenciamento enquanto no programa B foi realizado apenas um cenário. Isto ocorreu devido ao método de seleção das fases da lavra.

O programa A apresenta a estratégia de seleção das fases definida pelo próprio programa, privilegiando a sequência que busca o maior valor presente líquido. No programa B as fases são definidas manualmente, sendo o engenheiro de planejamento responsável pela seleção das fases que renderão maior retorno financeiro ao projeto.

Então, o sequenciamento no programa A foi realizado da maneira convencional e após executado novamente utilizando as mesmas fases do programa B.

Primeiramente foi analisado o sequenciamento utilizando o programa A com as fases geradas pelo próprio programa A, maximizando o valor presente líquido. A tabela 8 apresenta o sequenciamento realizado através das fases geradas pelo programa A.

Este sequenciamento tem como objetivos principais a lavra durante um período de 20 anos (que corresponde à exaustão do depósito), a produção de uma quantidade de minério de 13 milhões de toneladas por ano e uma relação estéril minério (REM) entre 0,8 e 1,2.

Tabela 8: Sequenciamento realizado através das fases geradas pelo programa A.

ANO	TOTAL (t)	VPL (\$)	Minério (t)	Estéril (t)	CU (%)	MO (%)	REM
1	43.921.750	482.759.602	13.004.719	30.917.031	0,981	0,107	2,38
2	32.905.156	52.650.195	13.010.625	19.894.531	0,963	0,114	1,53
3	34.122.188	-161.983.547	12.993.750	21.128.438	0,932	0,114	1,63
4	36.245.000	-58.804.589	12.993.750	23.251.250	0,881	0,105	1,79
5	39.654.375	119.227.718	13.010.625	26.643.750	0,821	0,102	2,05
6	39.429.375	163.127.781	12.993.750	26.435.625	0,856	0,113	2,03
7	34.361.875	161.903.890	12.993.750	21.368.125	0,730	0,087	1,64
8	23.519.375	135.286.262	13.010.625	10.508.750	0,778	0,089	0,81
9	27.391.875	126.405.521	12.993.750	14.398.125	0,746	0,090	1,11
10	26.480.625	128.354.880	13.010.625	13.470.000	0,842	0,105	1,04
11	26.356.250	101.292.292	12.993.750	13.362.500	0,804	0,099	1,03
12	27.038.125	90.040.248	12.993.750	14.044.375	0,824	0,101	1,08
13	27.185.000	71.817.365	13.010.625	14.174.375	0,933	0,112	1,09
14	27.636.250	66.987.062	12.993.750	14.642.500	0,956	0,122	1,13
15	24.641.875	70.522.158	12.993.750	11.648.125	0,908	0,112	0,90
16	23.198.125	63.554.836	13.010.625	10.187.500	0,818	0,092	0,78
17	23.148.906	49.576.211	12.993.750	10.155.156	0,741	0,075	0,78
18	25.604.375	50.640.269	13.010.625	12.593.750	0,883	0,095	0,97
19	25.009.375	46.454.987	12.993.750	12.015.625	0,988	0,106	0,92
20	31.945.000	46.011.388	18.596.250	13.348.750	0,882	0,100	0,72
TOTAL	599.794.875	1.805.824.530	265.606.594	334.188.281	0,864	0,102	1,26

Assim, neste caso podemos verificar que nos sete primeiros anos o sequenciamento não seguiu as restrições impostas devido à quantidade maior de estéril a ser removido no início das operações. Após o sétimo ano observamos que a REM estabiliza na faixa pretendida e mantém uma média de 1,26 em todo o período. A produção de minério manteve-se constante durante todo o sequenciamento bem como os teores de cobre e molibdênio.

No próximo caso abordaremos o sequenciamento no programa B, que é definido por fases criadas com o método definido anteriormente, gerando diversas cavas cubadas menores (incrementais) dentro da cava final e definindo entre elas as melhores fases para o sequenciamento.

Foram geradas cinco fases e as restrições impostas para o seqüenciador foram as mesmas do caso anterior, 20 anos de lavra, 13 milhões de toneladas de minério por ano e REM entre 0,8 e

1,2. Entretanto, o sequenciador do programa B é mais rigoroso quanto à seleção das fases. As cinco fases, conforme Figura 27, foram escolhidas buscando atender a quantidade de minério e estéril, pois o sequenciamento é realizado por bancadas, isto é, a primeira bancada da fase 2 só poderá ser minerada quando a primeira bancada da fase 1 já estiver totalmente exaurida.

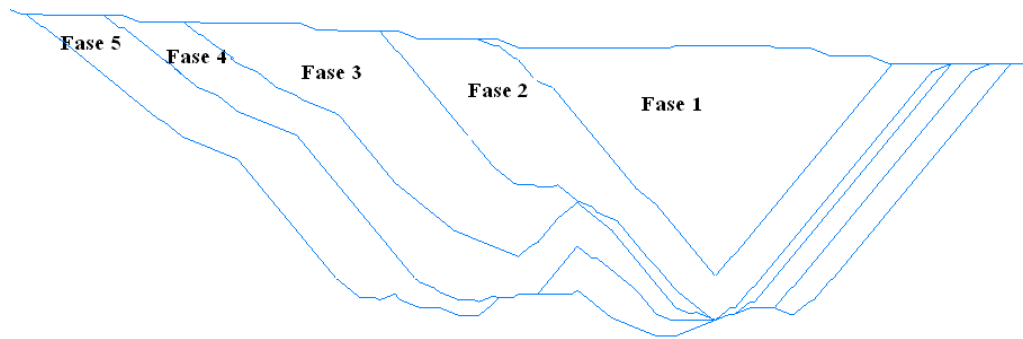


Figura 27: Fases do sequenciamento do programa B em seção N-S.

Neste caso, podemos verificar na Tabela 9 que as metas de quantidade anual de minério e teores de cobre e molibdênio foram atingidas, entretanto a REM ficou muito instável, variando muito em cada ano. Isto ocorre devido às restrições muito rigorosas do programa. As fases definidas para o sequenciamento não atingiram a REM desejada em diversas tentativas, necessitando então alterar novamente as fases e repetir o sequenciamento até atingirmos a REM adequada.

Tabela 9: Sequenciamento realizado através das fases geradas pelo programa B.

ANO	TOTAL (T) x 10³	NPV (\$)	MINÉRIO (T) x 10³	ESTÉRIL (T) x 10³	CU (%)	MO (%)	REM
1	30.549	109.122.808	13.500	17.049	1,01	0,111	1,26
2	16.590	116.488.296	13.500	3.090	1,053	0,126	0,23
3	12.730	109.056.720	12.572	158	1,033	0,135	0,01
4	45.787	82.745.136	13.500	32.287	0,745	0,09	2,39
5	14.386	89.188.536	13.500	886	0,811	0,095	0,07
6	13.738	105.854.040	13.500	238	0,94	0,12	0,02
7	104.428	73.669.440	13.500	90.928	0,666	0,08	6,74
8	22.380	82.571.128	13.500	8.880	0,753	0,087	0,66
9	15.738	85.481.352	13.500	2.238	0,769	0,093	0,17
10	14.421	92.864.552	13.500	921	0,825	0,105	0,07
11	14.707	95.659.160	13.500	1.207	0,85	0,108	0,09
12	15.232	103.474.680	13.500	1.732	0,922	0,116	0,13
13	14.781	119.401.544	13.500	1.281	1,047	0,139	0,09
14	74.001	75.103.216	13.026	60.975	0,724	0,078	4,68
15	16.386	77.153.320	13.500	2.886	0,721	0,076	0,21
16	15.512	90.924.040	13.500	2.012	0,847	0,09	0,15
17	98.316	102.161.568	13.300	85.016	0,945	0,11	6,39
18	24.896	76.848.760	13.500	11.396	0,726	0,073	0,84
19	18.045	85.098.056	13.500	4.545	0,803	0,081	0,34
20	15.559	86.474.488	11.379	4.180	0,933	0,109	0,37
TOTAL	598.182	1.859.340.840	266.277	331.905	0,855	0,101	1,25

Neste último cenário as fases criadas no programa B foram importadas no programa A e depois sequenciadas pelo programa A com os mesmo parâmetros anteriores, buscando o comparativo das fases criadas no programa B sequenciadas pelo programa A.

Observamos na Tabela 10 que a REM atinge os objetivos propostos no programa A mesmo com as fases iguais do programa B. Assim concluímos que o programa A é muito mais flexível quanto às fases, sempre buscando o maior valor presente líquido, enquanto o programa B é rígido em relação às fases definidas, sendo mais fácil de visualizar o sequenciamento, mas mais complexo de consolidar as fases corretas, principalmente quando determinados parâmetros de objetivo são definidos como metas a serem atingidas. Isso significa que existe uma demanda maior de interação por parte do planejador para que seja feita uma seleção adequada de fases que mantenha estacionários os parâmetros objetivo do plano de longo prazo.

Este último cenário apresenta resultados mais razoáveis em comparação com o anterior. Como resultado desta alteração de sequência houve uma penalização do NPV para este cenário conforme Tabela 10 em relação aos resultados descritos na Tabela 9, no entanto este cenário se apresenta muito mais exequível do que o anterior.

Tabela 10: Sequenciamento realizado através das fases geradas pelo programa A com as fases do programa B.

ANO	TOTAL (t)	NPV (\$)	Minério (t)	Estéril (t)	CU (%)	MO (%)	REM
1	32.336.594	328.610.282	13.004.719	19.331.875	1,027	0,077	1,487
2	31.900.000	42.661.123	13.010.625	18.889.375	1,057	0,087	1,452
3	32.271.719	-225.461.372	12.993.750	19.277.969	0,805	0,065	1,484
4	32.584.375	-56.487.699	12.993.750	19.590.625	0,860	0,069	1,508
5	35.570.781	104.411.569	13.010.625	22.560.156	0,831	0,058	1,734
6	33.605.000	161.874.531	12.993.750	20.611.250	0,826	0,064	1,586
7	33.966.250	78.104.713	12.993.750	20.972.500	0,928	0,075	1,614
8	27.517.813	160.548.281	13.010.625	14.507.188	0,757	0,079	1,115
9	27.429.531	119.173.915	12.993.750	14.435.781	0,766	0,082	1,111
10	31.841.406	144.958.777	13.010.625	18.830.781	0,833	0,074	1,447
11	30.671.250	107.661.156	12.993.750	17.677.500	0,813	0,075	1,361
12	30.071.563	90.597.309	12.993.750	17.077.813	0,855	0,079	1,314
13	29.036.563	89.021.586	13.010.625	16.025.938	0,852	0,084	1,232
14	29.746.875	135.369.852	12.993.750	16.753.125	0,744	0,061	1,289
15	27.053.750	98.485.823	12.993.750	14.060.000	0,816	0,082	1,082
16	31.595.000	43.234.183	13.010.625	18.584.375	1,045	0,096	1,428
17	30.818.750	32.514.033	12.993.750	17.825.000	0,958	0,077	1,372
18	26.651.250	60.106.170	13.010.625	13640625	0,811	0,087	1,048
19	19.260.000	67.918.335	12.993.750	6.266.250	0,774	0,158	0,482
20	17.821.250	40.699.402	12.993.750	4.827.500	0,879	0,247	0,372
21	6.991.250	34.634.405	5.366.250	1625000	0,958	0,405	0,303
Total	598.740.969	1.712.079.940	265.370.344	333.370.625	0,864	0,081	1,256

Observamos que a REM atinge os objetivos propostos no programa A mesmo com as fases iguais do programa B. Podemos observar no gráfico da Figura 28 a comparação entre os resultados dos dois programas.

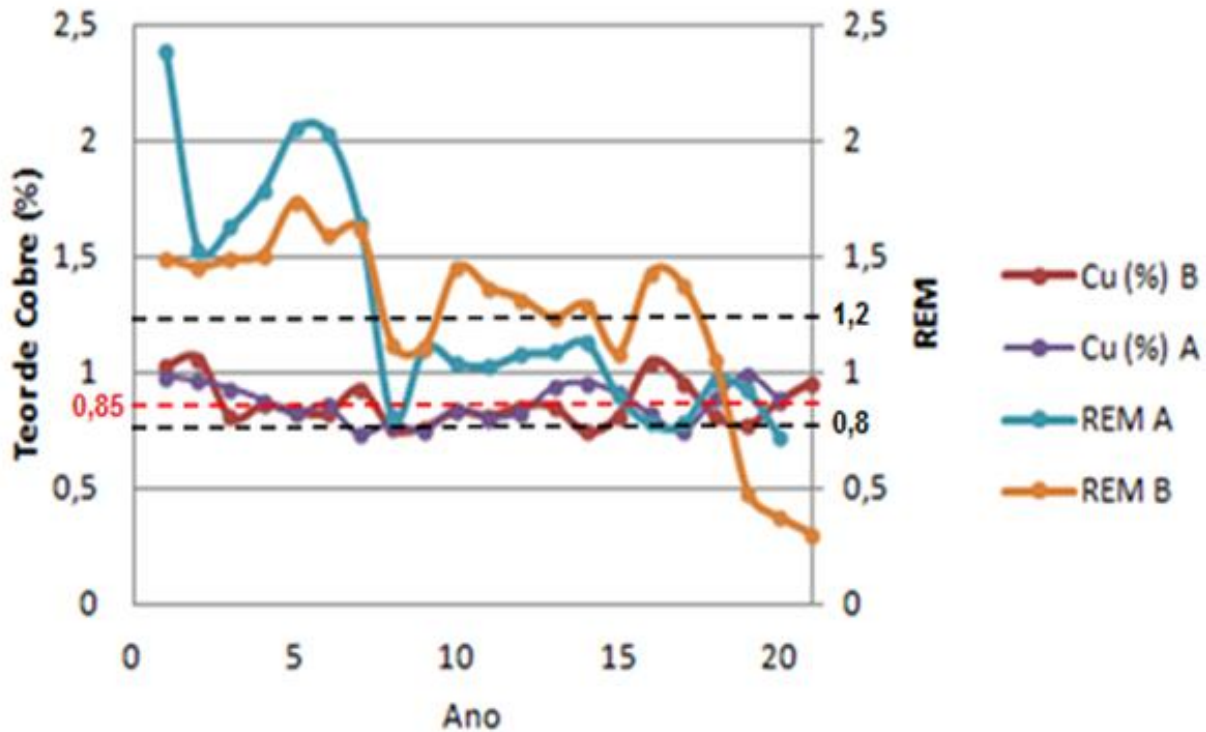


Figura 28: Comparativo entre os programas A e B, depósito de Cu e Mo.

5.2 OURO

Para este depósito a grande particularidade não está propriamente na mineralização em si, mas no caráter da seletividade necessária para este tipo de depósito. Para que a representação do modelo da zona de interesse fosse bem aderente ao que se definiu como zona mineralizada. Operacionalmente na forma de modelo a maneira de se tratar este problema acaba sendo a redução do tamanho dos blocos. No entanto a característica de cada um dos programas permite ou não facilidades. Neste caso o modelo de bloco de ouro tem tamanhos diferentes de blocos para estéril e minério. O modelo na região definida como minério possui dimensões de 5 x 5 x 5 m e blocos de estéril com dimensões de 25x25x5m devido a quantidade de blocos que deve ser gerada se blocos de 5 x 5 x 5 m forem definidos para todas as partes do depósito gerando uma enorme quantidade de blocos desnecessariamente. Esse recurso é comumente utilizado por alguns programas de mineração sendo chamado de sub-blocagem. Um problema sobre esse

modelo é que o programa B não consegue importar (pois não opera com o recurso de sub-blocos) tamanhos diferentes de blocos e as dimensões da necessidade de blocos residuais de 5x5x5m e o valor de cada bloco precise ser recalculada usando os mesmos parâmetros.

5.2.1 OTIMIZAÇÃO DE CAVA

Neste depósito de ouro apenas comparou-se o programa A com o programa B utilizando o algoritmo de Lerchs-Grossmann. No programa B com o algoritmo de Cones Flutuantes não foram encontrados parâmetros adequados de comparação, obtendo resultados muito diferentes da realidade do depósito.

A tabela 11 expressa a comparação entre o programa A com o algoritmo de Lerchs-Grossman e o programa B com o mesmo algoritmo. Assim, podemos observar que a variação entre os parâmetros analisados é pouco significativa para todos os parâmetros envolvidos. Entretanto, o item em que ocorrem as maiores diferenças é na quantidade de minério e intermediário que apresentam variações de 5,62 % e 3,68 %, respectivamente.

Tabela 11: Comparação entre os programas e algoritmos para o depósito de ouro.

PROGRAMA (ALGORITMO)		A (LG)	B (LG)	VARIAÇÃO. (%)
TONELAGEM (T)	ALTO TEOR (1)	7.274.431	7.708.000	5,62
	INTERMEDIÁRIO (2)	458.479	476.000	3,68
	ESTÉRIL (3)	23.061.264	22.918.000	0,62
	TOTAL	30.794.174	31.102.000	0,99
VALOR DA CAVA (\$)		86.207.739	86.667.332	0,53
TEOR DE MINÉRIO (%)	AU	1,05	1,06	1,43

5.2.2 SEQUENCIAMENTO DE LAVRA

O sequenciamento de lavra para o depósito de ouro foi realizado nos dois programas deste trabalho. No programa A foram realizados dois cenários de sequenciamento enquanto no programa B foi realizado apenas um cenário. Isto ocorreu devido ao método de seleção das fases da lavra, que segue o mesmo procedimento do depósito de cobre e molibdênio.

Primeiramente analisou-se o sequenciamento utilizando o programa A com as fases geradas pelo próprio programa A, maximizando o valor presente líquido. A tabela 12 apresenta o sequenciamento realizado através das fases geradas pelo programa A.

Este sequenciamento tem como objetivos principais a lavra por 16 anos (até a exaustão do depósito), produção de minério de 380 mil toneladas por ano e manter uma relação estéril minério (REM) entre 4 e 5.

Tabela 12: Sequenciamento realizado através das fases geradas pelo programa A.

ANO	TOTAL (t)	NPV (\$)	MINÉRIO (t)	ESTÉRIL (t)	TEOR OURO (%)	REM
1	2.305.757	390.815	380.143	1.920.465	0,83	4,98
2	2.690.132	1.325.908	387.103	2.271.132	0,99	5,42
3	2.524.503	3.915.960	373.814	2.130.358	1,34	5,41
4	2.231.036	3.095.160	380.455	1.810.663	1,19	4,31
5	2.219.660	5.267.240	379.489	1.818.602	1,44	4,53
6	2.225.909	2.472.800	379.593	1.828.632	1,15	4,60
7	2.178.772	1.502.841	384.183	1.777.610	1,06	4,43
8	2.252.237	916.391	378.817	1.861.039	1,03	4,76
9	2.208.882	715.261	380.463	1.812.412	0,99	4,57
10	2.298.698	754.363	377.980	1.895.814	1,06	4,71
11	2.505.843	918.078	378.635	2.095.618	1,13	5,11
12	2.293.669	916.877	380.103	1.881.288	1,13	4,56
13	1.093.813	1.848.914	379.483	679.504	1,17	1,64
14	652.839	1.972.102	379.881	248.889	1,16	0,62
15	541.499	1.741.768	383.300	136.764	1,12	0,34
16	522.797	1.985.990	403.716	100.651	1,25	0,24
Total	30.746.042	29.740.468	6.107.157	24.269.443	1,13	3,97

Assim, neste caso podemos verificar que até o décimo segundo ano o sequenciador seguiu as restrições impostas entre 4 e 5 de REM, as quantidades de minério na faixa de 380 mil e estéril na faixa de 1,8 e 2 milhões por ano e teor de Au na faixa de 1 %. Apenas nos últimos 4 anos a relação estéril minério é reduzida abaixo de 1, em função da proximidade da exaustão do depósito.

No próximo caso será abordado o sequenciamento no programa B, que é definido por fases criadas com o método apresentado anteriormente, gerando diversas cavas incrementais

menores, contidas dentro da cava final e definindo entre elas as melhores fases para o sequenciamento.

Foram geradas quatro fases e as restrições impostas para o sequenciador foram as mesmas do caso anterior, sequenciamento até a exaustão do depósito, produção de 380 mil toneladas de minério por ano e REM entre 4 e 5, conforme figura 29.

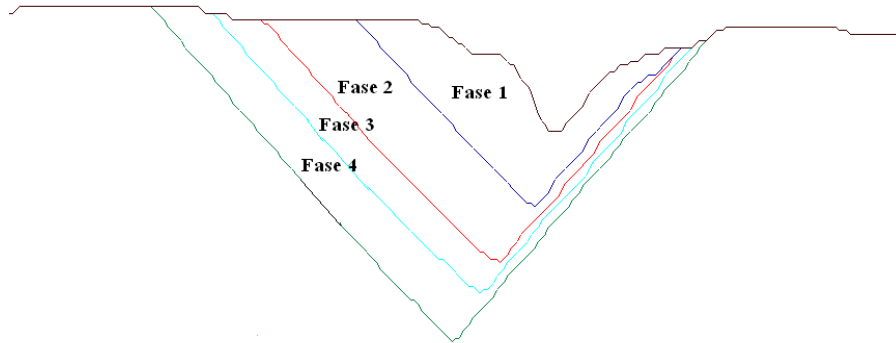


Figura 29: Fases do sequenciamento do programa B em seção N-S.

Neste caso podemos verificar na tabela 13 que as metas de quantidade anual de minério, 365 mil toneladas, teor ouro em 1% e REM na faixa de 3 a 4 foram respeitados.

Tabela 13: Sequenciamento realizado através das fases geradas pelo programa B.

ANO	TOTAL (t)	NPV (\$)	MINÉRIO (t)	ESTÉRIL (t)	TEOR OURO (%)	REM
1	2.000	3.878.955	459	1.541	0,85	3,36
2	1.789	2.834.763	365	1.424	0,87	3,90
3	1.711	2.739.006	365	1.346	0,92	3,69
4	1.552	3.253.345	365	1.187	1,21	3,25
5	1.517	2.682.750	365	1.152	1,10	3,16
6	1.531	2.607.909	365	1.166	1,18	3,20
7	1.543	2.788.180	365	1.178	1,40	3,23
8	1.560	2.154.590	365	1.195	1,19	3,27
9	1.532	1.851.751	365	1.167	1,13	3,20
10	1.512	1.368.972	365	1.147	0,93	3,14
11	1.525	1.364.385	365	1.160	1,02	3,18
12	1.500	1.266.174	365	1.135	1,04	3,11
13	1.504	1.239.400	365	1.139	1,13	3,12
14	1.569	1.250.889	365	1.204	1,26	3,30
15	1.654	844.381	365	1.289	0,94	3,53
16	1.518	759.985	365	1.153	0,93	3,16
Total	25.517	32.885.432	5.934	19.583	1,06	3,30

Neste último cenário as fases criadas no programa B foram importadas no programa A e depois sequenciadas pelo programa A com os mesmo parâmetros anteriores.

Observamos na tabela 14 que a quantidade de minério é mantida em 380 mil toneladas, mas a quantidade de estéril e conseqüentemente o total da cava aumentou, gerando 19 anos de lavra e REM com valores mais elevados.

Tabela 14: Sequenciamento realizado através das fases geradas pelo programa A com as fases do programa B para Ouro.

ANO	TOTAL (t)	NPV (\$)	MINÉRIO (t)	ESTÉRIL (t)	TEOR OURO (%)	REM
1	3.176.400	-465.984	380.623	2.789.920	0,85	7,22
2	1.991.774	768.561	379.896	1.592.666	0,84	3,99
3	1.902.205	3.373.041	379.737	1.487.819	1,10	3,59
4	2.368.375	3.912.908	382.934	1.956.434	1,31	4,75
5	2.233.337	2.493.826	380.455	1.837.670	1,18	4,64
6	2.134.422	5.249.997	377.147	1.741.613	1,53	4,43
7	2.249.824	2.154.358	379.910	1.847.982	1,21	4,60
8	2.340.404	1.277.706	382.719	1.916.405	1,07	4,52
9	2.347.478	1.027.175	377.982	1.928.462	1,07	4,60
10	2.082.217	1.305.710	381.546	1.679.926	1,06	4,18
11	2.115.173	1.724.946	377.114	1.719.636	1,25	4,35
12	2.315.674	1.257.279	387.739	1.911.163	1,14	4,72
13	2.259.567	592.206	380.305	1.847.744	1,01	4,49
14	2.207.172	457.787	375.335	1.805.751	1,00	4,50
15	3.885.215	-696.574	380.351	3.486.469	0,96	8,74
16	3.516.253	32.558	377.486	3.130.577	1,18	8,12
17	1.466.469	650.646	379.531	1.056.750	1,00	2,58
18	646.766	758.042	383.164	212.930	0,88	0,49
19	381.209	1.192.016	294.600	68.568	1,32	0,22
Total	41.619.933	27.066.205	7.138.575	34.018.480	1,10	4,4753

Observamos que a quantidade de minério é mantida em 380 mil toneladas, mas a quantidade de estéril e conseqüentemente o total da cava aumentou, gerando 19 anos de lavra e REM com valores mais elevados. Podemos observar no gráfico da figura 30 a comparação entre os dois programas.

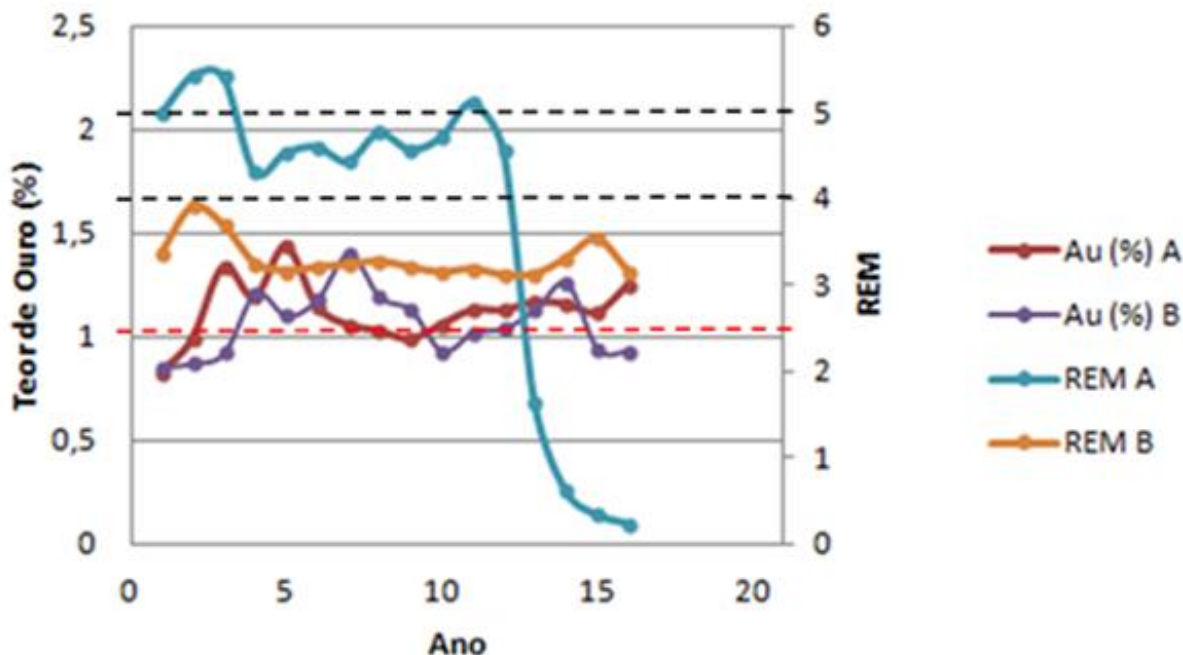


Figura 30: Comparativo entre os programas A e B, depósito de Ouro.

5.3 FOSFATO

Neste modelo foram fornecidos os dados de modelo de blocos com tonelagem, tipo de rocha, P_2O_5 , F_2O_3 , CaO , TiO_2 , RCP, densidade e recuperação. A função benefício foi calculada, com base no teor de corte superior a 6,5% de P_2O_5 apatítico e RCP, relação entre a CaO e P_2O_5 , entre 0,9 e 3. Sendo o valor econômico calculado para cada bloco o mesmo para ambos os programas.

A cava final e os resultados gerados para este depósito são bem semelhantes para ambos os programas e algoritmos testados. Em comparação com os demais depósitos testados, atribui-se esta melhor aderência entre os algoritmos de otimização em função da geometria deste depósito. Em relação aos depósitos de cobre/molibdênio e ouro a distribuição de minério é mais regular e a cava final não tem tanta profundidade além de ser mais extensa do que as cavas dos outros depósitos também analisados neste estudo.

A tabela 15 expressa a comparação entre o programa A com o algoritmo de Lerchs-Grossmann e o programa B com o mesmo algoritmo. Assim, podemos observar que a variação

entre os parâmetros analisados é mais significativa para a quantidade de minério com 5,16 % e no total de rocha com 3,27%. Possui diferenças entre 0.5% e 1.8% nos outros parâmetros analisados.

Tabela 15: Comparação entre os programas e algoritmos para o depósito de fosfato.

Programa (Algoritmo)		A (LG)	B (LG)	Varição. (%)
Tonelagem (t)	Minério (30)	550.997.262	522.575.000	5,16
	Estéril (20)	265.362.303	260.701.000	1,76
	Estéril (10)	330.109.350	325.733.000	1,33
	TOTAL	1.146.468.915	1.109.009.000	3,27
Valor da cava (\$)		4.750.681.204	4.803.718.257	1,1
Teor de Minério (%)	P ₂ O ₅ AP	7,93	7,98	0,5

A tabela 16 expressa a comparação entre o programa A com o algoritmo de Lerchs-Grossmann e o programa B com o algoritmo de Cones Flutuantes. Assim, podemos observar que a variação entre os parâmetros analisados é mais significativa para a quantidade de minério, 4,68 % e possui diferenças entre 1% e 2% nos outros parâmetros analisados.

Tabela 16: Comparação entre os programas e algoritmos para o depósito de fosfato.

Programa (Algoritmo)		A (LG)	B (FC)	Varição. (%)
Tonelagem (t)	Minério (30)	550.997.262	525.230.000	4,68
	Estéril (20)	265.362.303	266.638.000	0,48
	Estéril (10)	330.109.350	332.445.000	0,7
	TOTAL	1.146.468.915	1.124.313.000	1,93
Valor da cava (\$)		4.750.681.204	4.749.201.961	0,03
Teor de Minério (%)	P ₂ O ₅ AP	7,93	7,97	0,48

A tabela 17 expressa a comparação entre o programa B com o algoritmo de Lerchs-Grossmann e o programa B com o algoritmo de Cones Flutuantes. Assim, podemos observar que a variação entre os parâmetros analisados é pouco significativa para todos os parâmetros envolvidos, variando de 0 a 2.2%. Entretanto, o item em que ocorre as maiores diferenças são na quantidade de estéril. A quantidade de minério apresenta variação de apenas 0,51%, enquanto nos outros comparativos atinge até 5%.

Tabela 17: Comparação entre os programas e algoritmos para o depósito de fosfato.

Programa (Algoritmo)		B (LG)	B (FC)	Variação. (%)
Tonelagem (t)	Minério (30)	522.575.000	525.230.000	0,51
	Estéril (20)	260.701.000	266.638.000	2,23
	Estéril (10)	325.733.000	332.445.000	2,02
	TOTAL	1.109.009.000	1.124.313.000	1,36
Valor da cava (\$)		4.803.718.257	4.749.201.961	1,13
Teor de Minério (%)	P ₂ O ₅ AP	7,98	7,97	0,03

Nesse modelo as três cavas foram geradas pelos dois programas conforme figura 31, onde aparecem o Programa A implementado com o algoritmo de Lerchs-Grossman, como a cava em vermelho, o Programa B com o algoritmo de Lerchs-Grossman, cava azul e Programa B utilizando algoritmo de Cones Flutuantes, cava em verde. Observa-se que os resultados numéricos expressos nas tabelas anteriores demonstra o que se percebe visualmente na seção apresentada na Figura 31, todas as linhas de interseção se apresentam quase que superpostas para este exemplo de depósito onde a mineralização é muito mais homogênea e a relação geométrica da área (grande) em relação a espessura (pequena) do depósito é bastante expressiva.

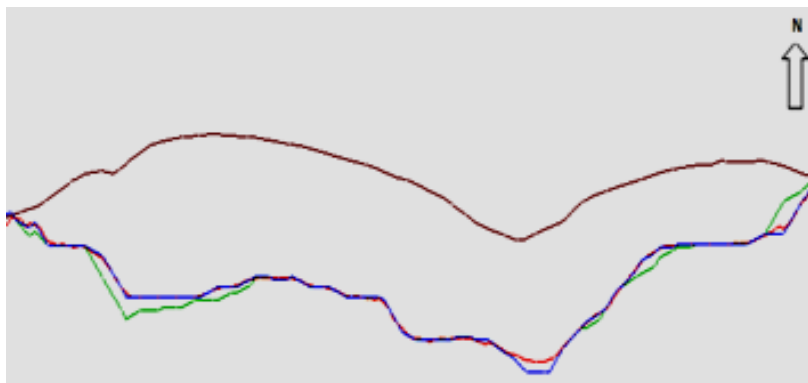


Figura 31: Cavas finais de fosfato.

Então, este depósito de fosfato apresentou as menores diferenças para a otimização de cava entre os três analisados, pois apresenta pouca variação de teor e é uma jazida tabular e uniforme por muitos quilômetros.

5.3.2 SEQUENCIAMENTO DE LAVRA

O sequenciamento de lavra para o depósito de fosfato foi realizado nos dois programas deste trabalho. Diferentemente dos dois outros depósitos deste estudo não foi realizado o terceiro cenário, colocando as fases do programa B no programa A, porque neste caso foram realizadas apenas duas fases no programa B.

A tabela 18 apresenta o sequenciamento realizado através das fases geradas pelo programa A maximizando o valor presente líquido.

Este sequenciamento tem como objetivos principais a lavra por 22 anos (que corresponde a exaustão do depósito), quantidade de minério de 25 milhões de toneladas por ano e atingir uma relação estéril minério (REM) em torno de 1:1.

Tabela 18: Sequenciamento no programa A para fosfato.

ANO	TOTAL (t)	VPL (\$)	MINÉRIO (t)	ESTÉRIL (t)	Teor P₂O₅A	REM
1	53.196.326	186.607.216	25.006.125	28.190.201	8,56	1,13
2	54.814.790	165.945.238	24.998.626	29.816.164	7,66	1,19
3	56.655.138	126.724.071	25.001.342	31.653.796	7,72	1,27
4	51.600.266	133.169.759	25.000.316	26.599.950	7,63	1,06
5	47.929.839	134.945.215	25.003.708	22.926.131	7,71	0,92
6	64.730.287	122.347.859	24.998.660	39.731.627	7,71	1,59
7	55.860.954	144.178.994	24.994.500	30.866.454	7,71	1,23
8	49.258.988	146.255.518	25.005.431	24.253.557	7,73	0,97
9	52.269.441	129.865.047	24.996.716	27.272.725	7,74	1,09
10	51.927.455	128.968.667	25.006.433	26.921.022	7,76	1,08
11	49.246.639	70.877.757	24.989.901	24.256.738	7,77	0,97
12	63.485.472	59.429.626	25.005.544	38.479.928	7,93	1,54
13	54.079.267	60.092.813	24.999.966	29.079.301	8,10	1,16
14	52.276.731	50.253.472	24.996.297	27.280.434	8,15	1,09
15	54.079.255	41.189.586	25.006.753	29.072.502	8,24	1,16
16	54.194.128	43.726.736	25.000.671	29.193.457	8,29	1,17
17	54.661.711	36.587.221	24.999.396	29.662.315	8,29	1,19
18	52.318.912	37.658.995	24.990.869	27.328.043	8,35	1,09
19	54.336.928	31.492.812	25.008.445	29.328.483	8,55	1,17
20	48.497.018	26.470.272	24.995.322	23.501.696	7,92	0,94
21	44.950.360	24.277.802	25.002.621	19.947.739	8,19	0,80
22	28.860.569	22.352.053	22.513.371	6.347.198	7,69	0,28
Total	1.149.230.472	1.923.416.729	547.521.012	601.709.460	7,97	1,10

Assim, neste caso podemos verificar, na tabela 19, que o sequenciador seguiu as restrições impostas operando com uma REM entre 1:1,5 e 1: 0,8. No próximo passo será abordado o sequenciamento no programa B, que foi definido por duas fases criadas, a primeira pequena e segunda englobando quase todo depósito. Isto foi realizado, pois o sequenciador só opera com mais de uma fase.

As duas fases geradas e as restrições impostas para o sequenciador foram às mesmas do caso anterior, 20 anos de lavra, 25 milhões de toneladas de minério por ano e REM em torno de 1:1.

Tabela 19: Sequenciamento no programa B para fosfato.

ANO	TOTAL (t)	NPV (\$)	MINÉRIO (t)	ESTÉRIL (t)	Teor P₂O₅A	REM
1	33.937	189.800.208	26.000	7.937	8,556	0,31
2	346.237	151.060.832	26.000	320.237	7,658	2,32
3	93.040	139.862.256	26.000	67.040	7,719	2,58
4	71.433	124.055.576	25.739	45.694	7,631	1,78
5	57.097	114.680.168	26.000	31.097	7,706	1,20
6	57.098	103.831.032	26.000	31.097	7,706	1,20
7	57.097	94.006.848	26.000	31.097	7,706	1,20
8	56.462	85.324.232	26.000	30.462	7,725	1,17
9	55.041	77.354.520	26.000	29.041	7,735	1,12
10	65.204	70.232.840	26.000	39.203	7,761	1,51
11	67.759	63.631.392	26.000	41.759	7,767	1,61
12	71.563	58.815.836	26.000	45.564	7,93	1,75
13	66.163	54.382.368	26.000	40.163	8,095	1,54
14	52.769	49.621.180	26.000	26.770	8,153	1,03
15	47.320	45.406.840	26.000	21.320	8,237	0,82
16	42.492	41.389.464	26.000	16.492	8,291	0,63
17	41.033	37.475.712	26.000	15.033	8,29	0,58
18	45.596	34.147.544	26.000	19.596	8,345	0,75
19	49.352	31.659.330	26.000	23.352	8,547	0,90
20	33.543	26.589.082	26.000	7.543	7,924	0,29
Total	1.410.236	1.593.327.232	519.739	890.497	7,94	1,71

Assim, neste caso podemos verificar que no segundo ano de lavra o sequenciador não seguiu as restrições impostas devido à quantidade maior de estéril a ser removido no início das operações, operando com uma REM de 12. O procedimento foi realizado com alterações nos parâmetros de sequenciamento e não atingiu uma REM adequada, necessitando assim um planejamento de lavra mais detalhado para este tipo de minério neste programa. Após o terceiro ano observamos que a REM estabiliza na faixa pretendida entre 0,7 e 1,8 e mantém uma média final do depósito de 1,71, superior a REM do programa A. A quantidade de minério manteve-se constante durante todo o sequenciamento.

Observamos que a REM varia entre os dois programas. Podemos observar no gráfico da Figura 32 a comparação entre os resultados dos dois programas.

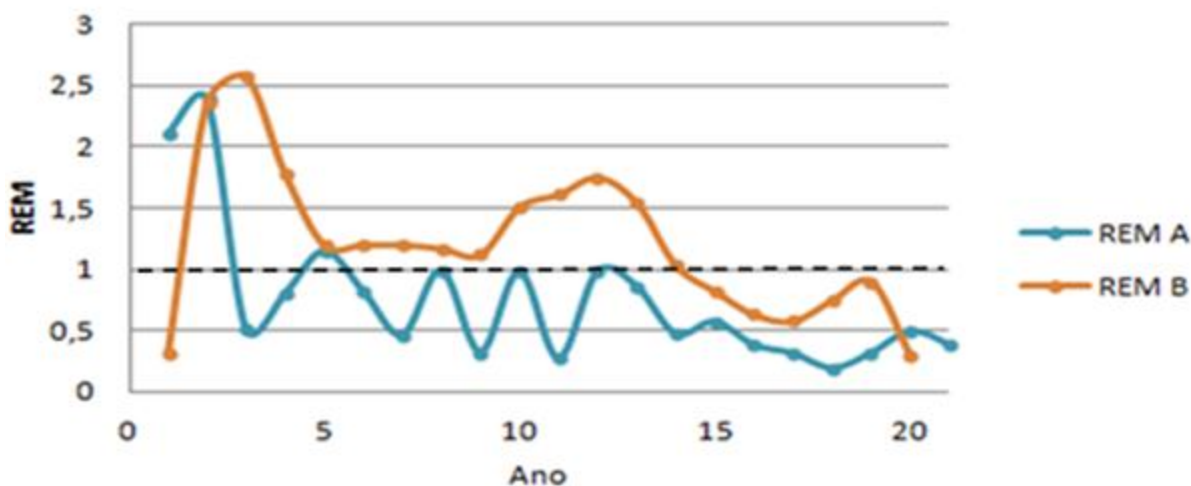


Figura 32: Comparativo entre os programas A e B, depósito de fosfato.

5.4 TEMPO COMPUTACIONAL

Os tempos de execução demandados pelos programas a respectivos algoritmos de otimização e das demais etapas do estudo foram computados. Estes tempos em alguns casos podem não ser definitivamente relevantes e podem estar diretamente relacionados com a capacidade de processamento do equipamento utilizado, computador utilizado foi o modelo Acer Aspire 5735, processador Intel Core2Duo, CPU T6400 de 2GHz, 2,9 de memória RAM GB e HD de 250 GB. Mas podem ser um indicativo do desempenho da implementação do programa e consequentemente podem indicar uma relação do tamanho do modelo em relação à velocidade de processamento.

Observamos no caso da otimização de cava que no depósito de cobre e molibdênio possui tempos praticamente idênticos. Entretanto nos depósitos de ouro e fosfato temos enormes diferenças. Enquanto no ouro percebemos que a quantidade muito maior de blocos do programa B, devido as dimensões diferentes, ocasionou esta disparidade.

Tabela 20: Tempo computacional na otimização de cava.

Depósito	Tamanho do modelo (no. blocos)	Programa A (LG)	Programa B (LG)	Programa B (FC)
Cobre e Molibdênio	291600	1 min. e 55 s	1 min. e 3 s	45 s
Fosfato	2298240	6 min. e 65 s	56 s	35 s
Ouro	13193600	17 s	14 min. e 38 s	8 min. e 45 s

No sequenciamento de lavra os tempos puros de execução do programa A foram sempre inferiores ao programa B. Ainda deve ser considerado que para a execução do sequenciamento dentro do programa B, necessita-se maior intervenção do planejador na determinação das fases a serem consideradas para a construção dos cenários sequenciados. Então o tempo de processamento provavelmente seja decorrente do maior número de tentativas do programa B em encontrar o sequenciamento ideal dentro das fases planejadas.

Tabela 21: Tempo computacional para sequenciamento de lavra.

Depósito	Programa A	Programa B
Cobre e Molibdênio	32 s	4 min. e 24 s
Fosfato	15 s	30 s
Ouro	35 s	1 min. e 10 s

CAPÍTULO 6

6. CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES

Este capítulo apresenta uma revisão dos assuntos abordados durante o trabalho e as conclusões da dissertação através dos resultados obtidos nos casos de estudo em questão. Também são apresentadas sugestões para trabalhos futuros.

6.1. CONCLUSÕES

O objetivo principal deste estudo é apresentar um comparativo entre os programas e algoritmos de elaboração de cava final e sequenciamento de lavra implementados em programas de mineração distintos. Neste sentido, foram utilizados depósitos de diferentes naturezas e geometrias para testar a aplicabilidade e as nuances existentes entre os programas e consequentemente entre os próprios algoritmos.

Atualmente na indústria mineira existe a tendência do estabelecimento de implementações que utilizam o algoritmo de Lerchs-Grossmann pela natureza construtiva do método que comprovadamente conduz a um resultado chamado de ótimo. Por outro lado, existe a alternativa de utilização de um método heurístico (cones flutuantes) que possui limitações conhecidas na identificação do resultado ótimo. Entre as diversas comparações realizadas com os programas e algoritmos não foram identificadas diferenças significativas para condenar ou banir qualquer um dos algoritmos em função de vantagens que ambos também apresentam. Ainda, por terem sido utilizados os dois algoritmos em três tipos distintos de depósitos e os resultados não terem apresentado diferenças significativas, considera-se a amplitude de validade de aplicação de ambos os algoritmos. Em um contexto de planejamento de longo prazo, diversas premissas, hipóteses e incertezas estão presentes, de forma que diferenças da ordem de magnitude encontradas podem ser assimiladas dentro deste espaço de variação admitidos para um cenário futuro de exaustão de um depósito. Recomenda-se aqui que para análises expeditas para uma primeira aproximação, o algoritmo de cones flutuantes pode representar uma alternativa interessante quando o tempo computacional para processamento de um depósito com número elevado de blocos, por exemplo, seja um fator limitante. Como finalização, uma rodada usando o

algoritmo de LG para a confirmação dos resultados e definição de reservas finais em um trabalho com grau de refinamento maior. Isto dito em função da própria aceitação do algoritmo dentro do meio da mineração como "industry standard".

Em suma, esta diferença nos depósitos de cobre e molibdênio e fosfato para o planejamento de longo prazo será diluída sem afetar o planejamento de mineração. No entanto, é importante salientar que a mineração é uma atividade que trabalha com grandes quantidades de movimentação de massa e pequenas variações na cava final podem corresponder a valores monetários significativos.

Sobre o sequenciamento, concluímos que o programa A é muito mais flexível quanto à definição das fases, sempre buscando o maior valor presente líquido, enquanto o programa B é mais rígido em relação às fases definidas, sendo mais fácil de visualizar o sequenciamento, mas mais complexo de consolidar as fases corretas, principalmente quando determinados parâmetros de objetivo são definidos como meta a serem atingidas. Isso significa que existe uma demanda maior de interação por parte do planejador para que seja feita uma seleção adequada de fases que mantenha estacionários os parâmetros objetivo do plano de longo prazo.

Tabela 22: Vantagens e desvantagens de cada programa.

PROGRAMA	PROGRAMA A	PROGRAMA B	
ALGORITMO	LG	LG	FC
Tempo computacional Otimização de cava	Mais rápido no depósito de ouro.	Mais lento em todos os casos.	Mais rápido nos depósitos de cobre e fosfato.
Tempo computacional Sequenciamento	Menor tempo computacional	Maior tempo computacional.	
Necessidade de intervenção	Menor necessidade.	Necessita maior intervenção do planejador	
Visualização dos procedimentos executados	Após a inserção dos dados apenas temos o resultado final.	É possível acompanhar a execução e observar possíveis erros.	
Representação do modelo de blocos	Permite sub-blocos. Diferentes tamanhos de blocos para cada região do modelo.	Não permite sub-blocos, apenas variar a porcentagem do bloco.	
Sequenciamento Definição de Fases	Mais flexível	Mais rígida	

Algumas sugestões para trabalhos futuros será utilizar os procedimentos apresentados neste estudo em outros tipos de depósitos minerais, como depósitos tabulares sub-horizontalizados e avaliar as diferenças encontradas em cada programa.

Outro trabalho a ser realizado a partir deste estudo é testar os procedimentos de sequenciamento de lavra sob diferentes condições de restrições de contorno e operacionais. As diferenças no planejamento de cavas operacionais podem ser observadas em novos estudo.

REFERÊNCIAS

AXELSON, A.A. (1964). A practical approach to computer utilization in mine planning; in proceedings of the 4th APCOM symposium of mines, vol 59 n°4, pp. 543-622.

BARNES, R.J. (1982). Optimizing the ultimate pit, Colorado School of Mines, Msc. Thesis, 120p.

DAVID, M. ,DOWD, P. & KOROBOW, S. (1974). Forecasting departure from planning in open pit design and grade control, APCOM, Golden, CO.

DO CARMO, F.A.R. (2001). *Metodologia para Planejamento de Cavas Finais a Minas a Céu Aberto Otimizadas* In:Dissertação de Mestrado do Programa de Pós-graduação em Engenharia Mineral da Universidade Federal de Ouro Preto.135 p.

DOWD, P & ONUR, A. (1992). Optimizing open pit design and sequencing; APCOM, Tucson, Az.

ERICKSON, J.D. (1968). Long range open-pit planning mining engineer 20 (4), 75-77.

FAIRFIELD, J.D & LEIGHT, R.W. (1969). A computer program of the design of open pits; in proceedings of the 7th APCOM symposium quarterly of the Colorado School of Mines, vol. 64, n° 3, pp. 329-339.

FRANÇOIS-BONGARÇON, D. & MARECHAL, A. (1976). A new method for open pit design: Parametrization of the final pit contour; in proceedings of the 14th APCOM Symposium, Pennsylvania State University.

GUIMARÃES, O. R. DE A. (2007). *Aplicação de algoritmos genéticos na determinação de cava final e sequenciamento de lavra em minas a céu aberto.* In: Dissertação de Mestrado do

Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais. 169 p.

HUSTRULID, W & KUCHTA, M. (1995). *Open Pit Mine Planning and Design*, Volume 1 Fundamentals. Ed.: A.A. Balkemu Rotterdam, Netherlands, 636p.

JOHNSON, T.B & SHARP, W. (1971). A three-dimensional dynamic programming method for optimal pit design; US Bureau of Mines report on investigations, nº 7553.

KOROBOV, S. (1974). Method for determining optimal open pit limits; Ecole Polytechnique Montreal.

LECHS, H. & GROSSMANN, I.F. (1965). Optimum design of Open-Pit Mines In: Transactions C.I.M, Vol. LXVIII, pp. 17-24.

LEE, C.D & KIM, Y.C. (1979). Pit limits design techniques for a highly irregular deposit; in computer methods for the 80s, Society of Mining Engineers of Aime, New York, pp 319-328.

LEMIEUX, M. (1979). Moving cone optimizing algorithm in computer methods for 80s, Society of mining engineers of Aime, New York, 329 -345.

MEYER, M. (1969). Applying linear programming to the design of ultimate pit limits; management science, vol. 10 pp. B121-B135.

NORONHA, R.A & GRIPP, A.H. (2001). *Definição e Seleção de Projeto de Cava Final em Mineração de Ferro*. In: Brasil Mining Site, <http://brasilminingsite.com.br>.

PANA, M. (1965). The simulation approach to open pit design; in proceedings of the 5th APCOM Symposium, Arizona, pp zz1-zz24.

PANA, M. T. & CARLSON, T.R (1966). Description of a computer technique used in mine planning of the Utah mine of Kennecott Copper Corp; 6th APCOM.

PERONI, R. DE L. (2002). *Análise de sensibilidade do sequenciamento de lavra em função da incerteza do modelo geológico*. Tese de doutorado em engenharia do programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalurgia e de Materiais – PPGEM da Universidade Federal do Rio Grande do Sul. 143 p.

SAYDAM, S. & YALCIN, E. (2002). Reserve and ultimate pit limit design analysis of Caldagi nickel deposit, Turkey; 30th application of computers an operations research in the mineral industry, Littleton, SME pp. 121-131.

UNDERWOOD, R. & TOLWINSKI, B. (1998). A mathematical programming viewpoint for solving the ultimate pit problem, European Journal of Operational Research (107), pp. 96-107.

KIM, Y.G. (1979) *Open Pit Limit Analysis*, SME-AIME, pp. 297-303.

KOENIGSBERG, E. (1982). The optimum contours of an open pit mine: An application of computers and operations research in the mineral industry, pp. 274-287, Benkeley, USA.

WILKE, E. L., MUELLER, K. & WRIGTH, E.A. (1984). Ultimate pit and production scheduling optimization, in: Proceedings of the 18th APCOM symposium 29-38, London, IMM.

WRIGTH, E.A. (1987). The use of dynamic programming for open pit mine design: some practical implications; Mining science and technology, January pp.97-104.

WRIGTH, E.A. (1990). *Open Pit Mine Design Models*. Ed.: Trans Tech Publications, Federal Republic of Germany, 188 p.

ZHAO, Y. & KIM Y.C. (1992). A new optimum pit limit design algorithm; 23rd APCOM, Tucson, pp. 423-432.