



UFOP

Universidade Federal
de Ouro Preto



MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO E DO DESPORTO
Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto
Departamento de Engenharia de Minas
Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral - PPGEM

**ENGENHARIA
MINERAL**



ALMA MATER IN
MINERALIA BRASILIENSIS

UM COMPARATIVO DE METODOLOGIAS NO PLANEJAMENTO DE LAVRA: SEQUENCIAMENTO DIRETO DE BLOCOS VS. PLANEJAMENTO TRADICIONAL

PEDRO HENRIQUE ALVES CAMPOS

Ouro Preto

2017



MINISTERIO DA EDUCAÇÃO E DO DESPORTO
Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto
Departamento de Engenharia de Minas
Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral – PPGEM



UM COMPARATIVO DE METODOLOGIAS NO PLANEJAMENTO DE LAVRA: SEQUENCIAMENTO DIRETO DE BLOCOS VS. PLANEJAMENTO TRADICIONAL

Autor: **PEDRO HENRIQUE ALVES CAMPOS**

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

Coorientador: **Prof. Dr. CARLOS ENRIQUE ARROYO ORTÍZ**

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

Área de concentração:

Lavra de Minas

Ouro Preto/MG

Março de 2017

C198u Campos, Pedro Henrique Alves.
Um comparativo de metodologias no planejamento de lavra [manuscrito]:
sequenciamento direto de blocos VS. Planejamento tradicional / Pedro
Henrique Alves Campos. - 2017.
80f. : il. : color; grafs; tabs.

Orientador: Prof. Dr. Ivo Eyer Cabral.
Coorientador: Prof. Dr. Carlos Enrique Arroyo Ortiz.

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

1. Lavra de minas - Planejamento. 2. Sequenciamento direto de blocos. 3.
Planejamento da produção. I. Cabral, Ivo Eyer. II. Ortiz, Carlos Enrique Arroyo.
III. Universidade Federal de Ouro Preto. IV. Título.

CDU: 622.01

Catálogo: www.sisbin.ufop.br

**“UM COMPARATIVO DE METODOLOGIAS NO
PLANEJAMENTO DE LAVRA: SEQUENCIAMENTO DIRETO DE
BLOCOS VS. PLANEJAMENTO TRADICIONAL”**

AUTOR: PEDRO HENRIQUE ALVES CAMPOS

Esta dissertação foi apresentada em sessão pública e aprovada em 16 de março de 2017, pela Banca Examinadora composta pelos seguintes membros:



Prof. Dr. Ivo Eyer Cabral (Orientador) – UFOP



Prof. Dr. Alizeibek Saleimen Nader (Membro) – UFMG



Prof. Dr. Wilson Trigueiro de Sousa (Membro) – UFOP

AGRADECIMENTOS

Aos meus pais, Carlos e Eliete, e ao meu irmão Felipe, pelo amor, incentivo e apoio em todos os momentos, dos mais difíceis aos mais alegres;

À minha namorada Bianca que, apesar da distância, sempre está ao meu lado e me motiva a superar todos os desafios;

Aos meus orientadores Ivo e Carlos, que sempre estiveram presentes, fornecendo todo o suporte e atenção necessários na realização dessa dissertação;

A todos os colegas de Ouro Preto e do mestrado, pelos momentos de alegria e descontração;

A Nelson Morales, pela oportunidade única de poder conhecer a Universidad de Chile e acompanhar de perto e participar do seu trabalho junto ao grupo Delphos;

A todas as pessoas do grupo Delphos – Mine Planning Lab – pela receptividade, suporte, carinho e companheirismo durante o período da pesquisa desse trabalho, em especial a Maxi Alarcón, Walter Loli, Diego Mancilla, Gerson Morales, Enrique Jélvez, Fabián Manríquez, Gonzalo Nelis, María José, Javier Vásquez e Christopher Díaz;

A todos os amigos que fiz no Chile e que fizeram da minha experiência a melhor possível;

Ao CNPq pela concessão da bolsa de mestrado.

RESUMO

Desde o desenvolvimento do algoritmo de Lerchs-Grossmann em 1965, consolidou-se o processo do planejamento de lavra tradicional, que consiste nas seguintes etapas: determinação dos limites da cava final, seleção de *pushbacks* intermediários e agendamento da produção. Apesar desse método ser muito utilizado na indústria e aceito pela comunidade científica, o algoritmo não considera o fator do custo de oportunidade, ao se basear em blocos valorados com o pressuposto de que são lavrados todos no período de tempo atual. Essa metodologia consiste de etapas que, mesmo otimizadas separadamente, podem não o ser quando em conjunto. Com os avanços tecnológicos computacionais, a técnica do sequenciamento direto de blocos vem crescendo. Esta técnica integra todas as fases e soluciona o problema do planejamento de lavra como um todo, melhorando os resultados econômicos do projeto. *BOS2M* é uma dessas ferramentas, que define ao mesmo tempo, em um modelo de blocos, quais deles extrair, quando e como processá-los, respeitando as restrições existentes. Um estudo comparativo das duas metodologias aplicadas a uma mina real brasileira de ferro é apresentado, com as análises das vantagens e limitações de cada uma. Também é apresentado a operacionalização dos quinquênios e um plano anual do primeiro período quinquenal de cada projeto. De modo geral, a dificuldade de implementação de todas as restrições operacionais no sequenciamento direto de blocos consiste, atualmente, no maior obstáculo para a maior inserção dessa metodologia na indústria. O sequenciamento anual do primeiro quinquênio, realizado como tentativa para tornar esse planejamento operacional, comprova que os resultados econômicos provenientes dessa técnica são bem superiores ao do método convencional de planejamento.

Palavras-chave: planejamento de lavra, sequenciamento direto de blocos, planejamento da produção.

ABSTRACT

Since the development of the Lerchs-Grossmann algorithm in 1965, the process of traditional mining planning has been consolidated, and consists of the following steps: determination of the ultimate pit limit, intermediate pushback selection and production scheduling. Although this method is widely used in the industry and accepted by the scientific community, the algorithm does not consider the opportunity cost, as it is based on blocks evaluated on the assumption of being mined in the current period of time. This methodology consists of steps that, even if considered individually optimal, may not be when put together. With the technological advances in computation, the technique of direct block sequencing has been growing. This technique integrates all phases and solves the problem of mine planning as a whole, improving the economic results of the project. BOS2M is one of these tools, which defines simultaneously, in a block model, which ones to extract, when and how to process them, respecting the existing constraints. A comparative study of the two methodologies applied to a real Brazilian iron ore mine is presented in this study, with analyzes of the advantages and limitations of each one. It is also presented the operationalization of the quinquennials and an annual plan of the first five-year period of each project. In general, the difficulty of implementing all operational restrictions in direct block sequencing is currently the biggest obstacle to the greater insertion of this methodology in the industry. The annual sequencing of the first five-year period, performed as an attempt to make this planning operational, proves that the economic results from this technique are far superior to the conventional planning method.

Keywords: mine planning, direct block sequencing, production planning.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO	1
1.1. Objetivos	3
1.2. Relevância	3
1.3. Estrutura do trabalho	5
2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	6
2.1. Considerações iniciais	6
2.2. Fases do planejamento de mina	7
2.2.1. Estudo conceitual	7
2.2.2. Estudo preliminar	7
2.2.3. Estudo de viabilidade	8
2.3. O planejamento de lavra de minas	9
2.3.1. Planejamento de longo prazo	10
2.3.2. Planejamento de médio prazo	10
2.3.3. Planejamento de curto prazo	11
2.4. Modelo de blocos	11
2.4.1. Influência da reblocagem de blocos	13
2.4.2. Definição do Valor Econômico dos Blocos (VEB)	14
2.5. Planejamento de lavra tradicional	15
2.5.1. Definição da cava final ótima	17
2.5.1.1. Cones flutuantes	18
2.5.1.2. Parametrização de Reservas	21
2.5.1.3. Algoritmo de Lerchs-Grossmann	22
2.5.2. Definição dos <i>pushbacks</i>	30
2.5.3. Otimização do teor de corte	32
2.5.4. Programação da produção	34
2.5.5. <i>Whittle</i>	37
2.6. Sequenciamento direto de blocos (DBS)	38
2.6.1. Considerações necessárias	40
2.6.2. Modelamento matemático para o problema de multidestinos e multiperíodos	41

2.6.3.	<i>Minelink, Doppler e BOS2</i>	44
3.	METODOLOGIA E DESENVOLVIMENTO	47
3.1.	Modelo de Blocos	48
3.2.	Parâmetros do estudo de caso	48
3.3.	Visualização do estudo de caso	49
3.4.	Planejamento estratégico	51
3.4.1.	<i>Whittle</i>	51
3.4.2.	<i>Doppler</i>	55
3.5.	Operacionalização das cavas finais	56
3.6.	Sequenciamento anual do primeiro quinquênio	56
4.	RESULTADOS E DISCUSSÕES	58
4.1.	Do Planejamento estratégico	58
4.1.1.	<i>Whittle</i>	58
4.1.2.	<i>Doppler</i>	59
4.1.3.	Comparações	64
4.2.	Das operacionalizações	67
4.3.	Do sequenciamento anual do primeiro quinquênio	69
4.3.1.	<i>Whittle</i>	69
4.3.2.	<i>Doppler</i>	71
5.	CONCLUSÕES	74
6.	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	77

LISTA DE FIGURAS

<i>Figura 1 - Diferença entre o planejamento tradicional e o Sequenciamento Direto de Blocos.</i>	3
<i>Figura 2 - Capacidade relativa de influenciar custos.</i>	4
<i>Figura 3 - Facilidade e custos envolvidos na mudança de design da mina.</i>	7
<i>Figura 4 - Uso do modelo de blocos para representação do modelo geológico.</i>	12
<i>Figura 5 - Representação de um corpo mineral através do modelo de blocos.</i>	13
<i>Figura 6 - Passos do ciclo do planejamento tradicional.</i>	16
<i>Figura 7 – Modelo de blocos.</i>	18
<i>Figura 8 – Cone (+1) sendo extraído.</i>	19
<i>Figura 9 – Extração do cone de valor total +1.</i>	19
<i>Figura 10 – Retirada do 3º cone incremental.</i>	20
<i>Figura 11 – Desenho da cava final de valor +3, obtido pelo método dos cones flutuantes.</i>	20
<i>Figura 12 – Superfície C envoltória de máximos convexos.</i>	22
<i>Figura 13 – Seção do corpo mineral.</i>	23
<i>Figura 14 – Esquema do corpo mineral com blocos valorados.</i>	24
<i>Figura 15 – Soma cumulativa por colunas.</i>	24
<i>Figura 16 – Procedimento para decidir máximo valor cumulativo e maximizar direção.</i>	25
<i>Figura 17 – Soma cumulativa até coluna 7.</i>	25
<i>Figura 18 – Processo de soma cumulativa finalizada.</i>	25
<i>Figura 19 – Determinação da cava ótima.</i>	26
<i>Figura 20 – Limite otimizado sobreposto ao modelo de blocos.</i>	26
<i>Figura 21 – Modelo de blocos bidimensional.</i>	27
<i>Figura 22 – Configuração linha 1 após passo 2.</i>	28
<i>Figura 23 – Configuração linha 1 após passo 5.</i>	29
<i>Figura 24 - Configuração linha 2 após passo 2.</i>	29
<i>Figura 25 - Configuração linha 2 após passo 4.</i>	29
<i>Figura 26 - Configuração linha 3 após passo 4.</i>	30
<i>Figura 27 - Cava ótima.</i>	30
<i>Figura 28 – Lavra tipo ‘Worst Case’.</i>	35
<i>Figura 29 – Lavra tipo ‘Best Case’.</i>	36
<i>Figura 30 – Cenários de lavra.</i>	37
<i>Figura 31 - Exemplo de modelo de blocos onde há diferenças no resultado do VPL.</i>	39
<i>Figura 32 - Metodologia a ser desenvolvida.</i>	47
<i>Figura 33 - Distribuição de ferro, vista isométrica, com legenda do teor de ferro.</i>	49
<i>Figura 34 - Distribuição de ferro, seção YZ.</i>	50
<i>Figura 35 - Distribuição de ferro, seção XZ.</i>	50
<i>Figura 36 - Distribuição de ferro, seção XY.</i>	50
<i>Figura 37- Comparação entre as cavas otimizadas geradas por Whittle.</i>	51
<i>Figura 38 – Programa de produção – Pior Caso.</i>	52
<i>Figura 39 – Programa de produção – Melhor Caso.</i>	53
<i>Figura 40 - Programa produção com algoritmo Milawa NPV.</i>	54
<i>Figura 41 – Programa produção com algoritmo Milawa Balanced.</i>	54

<i>Figura 42 - Blocos por período de lavra e destinos de cada algoritmo.</i>	60
<i>Figura 43 – Programa de produção com algoritmo Toposort.</i>	61
<i>Figura 44 - Programa de produção com algoritmo STWH.</i>	61
<i>Figura 45 - Blocos sequenciados por ano.</i>	67
<i>Figura 46 - Pit Final Whittle operacionalizado.</i>	68
<i>Figura 47 - Pit Final BOS2M operacionalizado.</i>	68
<i>Figura 48 – Em vermelho, região a ser lavrados nos primeiros 5 anos proveniente de Whittle.</i>	69
<i>Figura 49 – Resultado da topografia após 5 anos proveniente de Whittle.</i>	70
<i>Figura 50 – Em vermelho, região a ser lavrados nos primeiros 5 anos proveniente de BOS2M.</i>	72
<i>Figura 51 - Resultado da topografia após 5 anos proveniente de BOS2M.</i>	72
<i>Figura 52 – Comparações de tonelagem de minério e teor de Fe.</i>	74

LISTA DE TABELAS

<i>Tabela 1 - Casos de modelo trabalhados.</i>	48
<i>Tabela 2 - Parâmetros do projeto.</i>	48
<i>Tabela 3 – Parâmetros geométricos aplicados na operacionalização.</i>	56
<i>Tabela 4 – Restrições do planejamento tático.</i>	57
<i>Tabela 5 – Plano de produção de lavra – Whittle.</i>	58
<i>Tabela 6 – Plano de produção da lavra – Toposort.</i>	62
<i>Tabela 7 – Plano de produção da lavra – STWH.</i>	63
<i>Tabela 8 - Comparativo dos resultados por metodologia.</i>	65
<i>Tabela 9 - Comparativo consolidado dos resultados por modelo.</i>	65
<i>Tabela 10 - Comparativos dos modelos restringido por um período de 20 anos.</i>	66
<i>Tabela 11 – Aderência da cava de 1° quinquênio proveniente de Whittle.</i>	70
<i>Tabela 12 – Programa de produção para os 5 primeiros anos, gerados a partir de Whittle.</i>	71
<i>Tabela 13 - Aderência da cava de 1° quinquênio proveniente de BOS2M.</i>	73
<i>Tabela 14 - Programa de produção para os 5 primeiros anos, gerados a partir de BOS2M.</i>	73

LISTA DE SIGLAS E ABREVIATURAS

BOS2M - *Blending Optimization Sequencing and Scheduling Multi-destination*

DBS – *Direct Block Scheduling*

FR – Fator de Receita

MIP – *Mixed-Integer Programming*

STWH – *Sliding Time Window Heuristic*

VAL – Valor Atual Líquido

VEB – Valor Econômico do Bloco

VPL – Valor Presente Líquido

1. INTRODUÇÃO

O planejamento de lavra a céu aberto é o processo de definição e programação da produção de lavra com o objetivo de se obter um máximo Valor Presente Líquido (VPL) possível para o projeto, sujeito às restrições operacionais, geométricas, de capacidade, entre outras existentes. Para isso, planejadores de mina representam o meio geológico por um conjunto de blocos regulares tridimensionais denominado modelo de blocos, e devem decidir quais e quando extraí-los, bem como os seus destinos.

Para a resolução desse problema existem duas metodologias principais amplas, que foram classificadas como: abordagem “de agregação” (“*aggregation*” *approach*) e abordagem “resolução a nível de bloco” (“*block level resolution*” *approach*) (ELKINGTON e DURHAM, 2011). O primeiro se refere ao planejamento da lavra tradicional, que é sustentado pelo algoritmo de Lerchs e Grossmann de 1965, enquanto o segundo foi proposto por Thys B. Johnson em 1968 e é conhecido atualmente como Sequenciamento Direto de Blocos (DBS¹).

O planejamento de lavra tradicional é o método adotado pelas empresas representantes dos softwares comerciais de planejamento e intensamente aplicado na indústria. Ele consiste na separação do planejamento em três etapas, que constituem o conceito do planejamento de lavra estratégico: determinação da cava ótima final, definição dos *pushbacks* e, finalmente, sequenciamento de longo prazo da produção.

“A geometria final ótima da cava ou cava ótima pode ser definido como o contorno que é resultado da extração do volume de material que maximiza o lucro da mina, satisfazendo os requerimentos operacionais, ambientais e de segurança” (ASCARZA FLORES, 2008). Ela deve ser tal que seu valor econômico, computado pela soma dos valores de todos os blocos que dela fazem parte, seja máximo.

A segunda etapa é a criação de *pushbacks*. Para auxiliar na sua definição, Lerchs e Grossmann propuseram uma técnica para geração de cavas aninhadas ou *Nested-Pits*. Essa técnica se utiliza de fatores de receita que penalizam o valor financeiro dos blocos, resultando assim em

¹ DBS se refere ao termo em inglês *Direct Block Scheduling* e, por ser o termo mais conhecido, será empregado em todo o restante do trabalho.

várias cavas aninhadas de tamanhos diferentes. As cavas menores possuem maior valor econômico e, portanto, deveriam ser extraídas primeiro para se maximizar o VPL.

Já o sequenciamento de produção pode ser entendido como a sequência na qual os blocos contidos na cava final ótima devem ser removidos de forma a maximizar o retorno financeiro.

O DBS, por sua vez, está obtendo espaço na indústria apenas recentemente. Morales et al. (2015) explicam que esse método consiste na direta atribuição dos períodos de extração aos blocos por meio de equações de otimização matemáticas proposto por Johnson em 1968. Ainda segundo os autores, embora esse método seja teoricamente melhor, ele apresenta uma complexidade computacional envolvida na resolução de problemas matemáticos muito grande.

Já Guimarães e Marinho (2014) afirmam que:

Modelos para sequenciamento direto de blocos existem há décadas, mas as dificuldades computacionais impediam a aplicação dessas técnicas em modelos reais de grande porte. Com os recentes avanços tecnológicos na área computacional, incluindo melhorias nos processadores, tecnologia 64 bits, processamento paralelo, dentre outras, além da evolução dos algoritmos, técnicas para sequenciamento direto de blocos vêm se tornando mais atraentes, pela capacidade de eliminação de etapas de processamento e a possibilidade de ganhos econômicos superiores aos padrões permitidos por tecnologias tidas como padrão de mercado (GUIMARÃES e MARINHO, 2014).

A figura 1 compara esquematicamente as duas metodologias. A metodologia tradicional se apoia na geração de cavas aninhadas para seleção dos *pushbacks* e posterior sequenciamento da produção. Já no sequenciamento direto de blocos, os parâmetros e restrições são inseridos no modelo e o plano de produção e cronograma são fornecidos diretamente por ele. É importante ressaltar que, enquanto esse só produz soluções viáveis, de acordo com as restrições impostas, aquele necessita que um planejador confira a viabilidade de seu resultado.

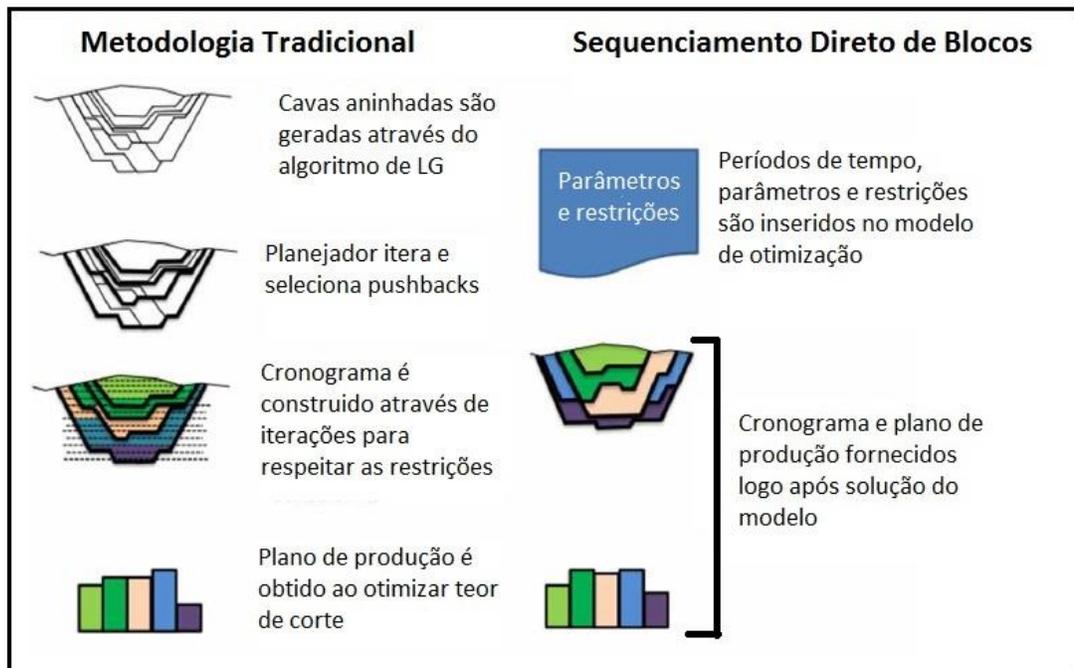


Figura 1 - Diferença entre o planejamento tradicional e o Sequenciamento Direto de Blocos (adaptado de MORALES et al., 2015).

Face ao crescente número de artigos e pesquisas recentemente publicadas sobre a aplicabilidade dos métodos e suas vantagens e desvantagens, torna-se importante o estudo aprofundado do tema, bem como um estudo comparativo das duas metodologias sobre uma base de dados real de uma mina brasileira de ferro.

1.1. Objetivos

- Testar o planejamento tradicional e o sequenciamento direto de blocos na realização do planejamento estratégico de uma mina real brasileira de ferro para se verificar a eficácia das duas metodologias e compará-las quanto aos seus resultados.
- Verificar a viabilidade de operacionalização e sequenciamento tático na metodologia DBS.

1.2. Relevância

Em um empreendimento mineral, a fase de planejamento de mina tem uma importância vital para o estudo de viabilidade econômica do projeto. Segundo Lee (1984) apud Hustrulid e Kuchta (2006):

[...] a fase do planejamento oferece as melhores oportunidades de minimizar os custos de investimento e operacional do projeto final e de maximizar a operacionalidade e a lucratividade do empreendimento. Entretanto o contrário também é verdade, nenhuma outra fase do projeto é tão propícia a um desastre técnico ou financeiro como a fase do planejamento (LEE, 1984 apud HUSTRULID e KUCHTA, 2006).

A figura 2 revela a capacidade relativa de cada fase de influenciar os custos, comprovando a importância da fase de planejamento.

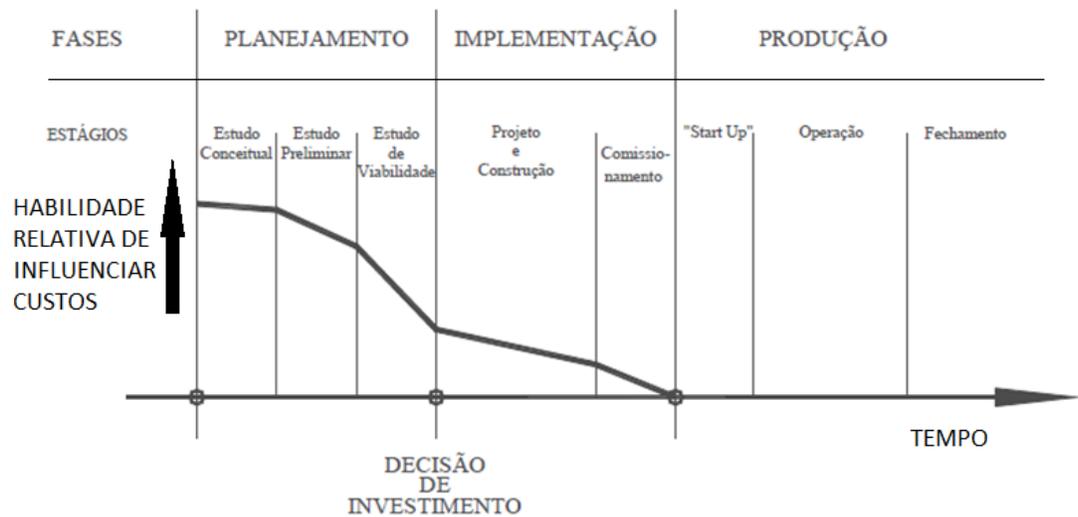


Figura 2 - Capacidade relativa de influenciar custos (adaptado de LEE, 1984 apud HUSTRULID e KUCHTA, 2006).

A metodologia tradicional, muito utilizado desde a década 1960 até os tempos atuais na indústria, fornece resultados satisfatórios, mas não ideais. As determinações da cava ótima final e dos *pushbacks* intermediários são baseadas em valores econômicos de blocos caso eles fossem extraídos em conjunto no tempo atual. Entretanto, essa percepção é falha. Além disso, Guimarães e Marinho (2014) afirmam que ao se separar as etapas do planejamento e obtê-las individualmente, mesmo que cada etapa fosse solucionada otimamente, o plano de produção final não pode ser assegurado ótimo ao se integrar todas as etapas.

Com o aprimoramento de uma nova metodologia de resolução para o problema do planejamento de lavra, torna-se importante o estudo da sua aplicação e sua comparação com o tradicional. Alguns trabalhos nesta área já foram desenvolvidos, porém foram utilizadas bases de

dados pequenas, simples, de outras commodities ou com outros focos. (Para mais detalhes, veja Jélvez et al., 2016; Marinho, 2013; Morales et al., 2015; Dimitrakopoulos, 2011). Este trabalho é realizado utilizando-se uma base de dados de uma jazida real de ferro, para se obter o verdadeiro impacto nos resultados e demonstrar à indústria mineira sua confiabilidade.

1.3. Estrutura do trabalho

Este trabalho está estruturado em capítulos da seguinte maneira: O capítulo 1 é a introdução do trabalho, com os objetivos e relevância. O capítulo 2 apresenta a revisão bibliográfica sobre o planejamento de lavra tradicional, o sequenciamento direto de blocos e todos os assuntos relacionados a eles que são importantes no entendimento do trabalho. O capítulo 3 demonstra como o trabalho foi desenvolvido e apresenta as informações e parâmetros que foram utilizadas para isso. Já o capítulo 4 apresenta os resultados, enquanto o capítulo 5 se refere às conclusões.

2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1. Considerações iniciais

Assim como qualquer outro tipo de indústria, para que um empreendimento mineral tenha sucesso é necessário que ele seja economicamente rentável durante sua vida. Entretanto, as incertezas existentes, o alto investimento necessário e o aproveitamento econômico de um bem exaurível e não renovável são características únicas da indústria mineradora. Para superar esses desafios, mitigar os riscos e retornar um bom valor para seus investidores, deve-se haver um projeto ou planejamento de mina cuidadosamente desenvolvido e implementado.

Segundo Costa (1979) apud Curi (2006), projetar ou planificar significa antever o futuro e isto deve estar previsto nos diversos estudos que visem a implementação de um projeto de mineração, com o grau de precisão necessário.

Segundo Lee (1984) apud Hustrulid e Kuchta (2006), o planejamento é a fase de um projeto responsável por avaliar economicamente a atratividade de um depósito mineral. A conclusão dessa fase é marcada pela realização de um relatório de viabilidade, no qual se decide pelo desenvolvimento e lavra do corpo mineral ou não. Caso se decida pela continuação do projeto, prossegue-se com as fases de desenvolvimento/implementação, lavra/produção e, finalmente, fechamento da mina.

Durante a pesquisa bibliográfica desse trabalho, notou-se que a diferença no conceito de planejamento de mina e planejamento de lavra é confusa. Algumas vezes são consideradas sinônimas, outras não. Para essa dissertação, adota-se como conceito de planejamento de mina um conceito mais amplo, que considera todos os fatores relevantes para o planejamento do empreendimento mineiro como um todo. Já o termo planejamento de lavra é mais específico e se refere apenas às decisões relevantes para a extração de material. Esse termo é, portanto, integrante daquele.

A figura 3 mostra a facilidade de mudança no desenho da mina e o custo associado dessa mudança para cada fase de um empreendimento mineiro. Observa-se que com a evolução do tempo, uma mudança no desenho da mina se torna cada vez mais difícil, enquanto o custo associado aumenta. Isso reflete a importância dos trabalhos anteriores de pesquisa e, principalmente, planejamento para o bom resultado das etapas de desenvolvimento e operação.

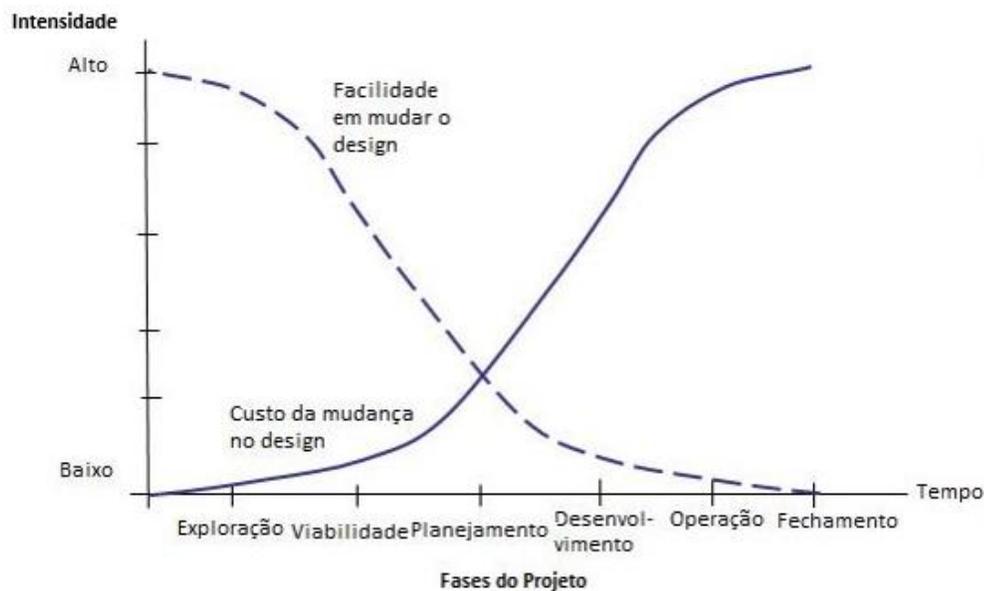


Figura 3 - Facilidade e custos envolvidos na mudança de design da mina (adaptado de TENORIO, 2012).

2.2. Fases do planejamento de mina

De acordo com Lee (1984) apud Hustrulid e Kuchta (2006), o planejamento de mina pode ser dividido em 3 fases: estudo conceitual, estudo preliminar e estudo de viabilidade.

2.2.1. Estudo conceitual

O estudo conceitual representa a transformação de uma ideia inicial de projeto em uma proposta de investimento e consolidação. Nessa etapa, métodos de estimação de custos e situações de comparação são utilizadas para se encontrar boas oportunidades. A intenção é destacar os principais aspectos de investimento de um provável empreendimento. A precisão dos resultados é aceitável se apresentar erro em torno de 30%. Os custos desse estudo são normalmente expressados entre 0,1 a 0,3% do custo de investimento do projeto.

2.2.2. Estudo preliminar

O estudo preliminar é uma etapa intermediária que tem como objetivos determinar se o projeto em questão necessita uma análise mais detalhada e se algum dos seus aspectos é crítico para sua viabilidade, apresentando maior necessidade de estudo. As seções importantes de um relatório preliminar são: Objetivos, Conceitos Técnicos, Conhecimento Inicial, Tonelagem e Teor,

Programação de Lavra e Produção, Estimação de Custos de Investimento e Operacionais, Estimação de Receita, Impostos e Aspectos Financeiros, Fluxo de Caixa. Esse estudo deve ser visto como o intermediário entre um estudo conceitual de baixo custo e um estudo de viabilidade de alto custo. O erro aceitável é de 20%, enquanto os custos variam entre 0.2% a 0.8% do custo de investimento.

2.2.3. Estudo de viabilidade

É o estudo que fornece a base definitiva acerca de aspectos técnicos, ambientais e comerciais para a decisão do investimento. O estudo de viabilidade considera uma análise detalhada de todos os parâmetros incluídos no estudo econômico intermediário, justamente com outros fatores pertinentes relativos a aspectos legais e políticos que afetam a viabilidade do empreendimento. É, portanto, a essência do processo de avaliação econômica do projeto. Segundo Taylor (1977) apud Hustrulid e Kuchta (2006), as funções essenciais de um relatório de viabilidade são: fornecer fatos detalhados do projeto mineral, apresentar um esquema de lavra com desenhos e equipamentos com nível de detalhamento suficiente para predição de custos e resultados, indicar os prováveis lucros do investimento, fornecer informações adequadas para apresentação para o dono, parceiros ou empresas financeiras e de auditoria.

O relatório de viabilidade contém os seguintes itens (COSTA, R.R., 1979 apud CURI, 2006):

1. Introdução, resumo, definições;
2. Localização, clima, topografia, história local, propriedade e condições de transporte;
3. Aspectos ambientais: condições atuais, padrões, medidas de proteção, recuperação de áreas, estudos especiais;
4. Aspectos geológicos: origem, estrutura;
5. Reservas minerais: procedimentos de avaliação, cálculo de tonelagem e teor;
6. Planejamento de Lavra, desenvolvimento;
7. Beneficiamento, processos;
8. Instalações de superfícies;
9. Operações auxiliares: energia, suprimento de água, acessos, área de disposição de estéril, barragem de rejeitos;
10. Quadro de pessoal;

11. Comercialização: oferta, demanda de preço, contratos de fornecimento;
12. Custo direto, indireto e total de desenvolvimento, lavra, beneficiamento e transporte;
13. Avaliação do depósito mineral, classificação;
14. Projeção do lucro: determinação da margem de lucro, por faixas de teores e preços.

O erro desse estudo pode estar próximo a 10% e seu custo é de 0.5% a 1,5% do custo total de investimento.

2.3. O planejamento de lavra de minas

Uma das principais tarefas ao se fazer o planejamento de mina é fazer o planejamento da lavra. O planejamento de lavra visa o melhor aproveitamento dos recursos minerais, otimizando a recuperação do bem mineral útil em função da maximização do lucro.

Segundo Curi (2006), há basicamente quatro grupos de fatores envolvidos nesse planejamento:

- Características naturais e geológicas: condições geológicas, tipo de minério, distribuição espacial, topografia, hidrogeologia, características ambientais, etc.
- Fatores econômicos: condições de mercado, custos de investimento e operacionais, lucro desejado, teor e tonelagem do minério, etc.
- Fatores tecnológicos: equipamentos, ângulos de talude, inclinação de rampas, etc.
- Fatores legais: regulamentações ambientais, sociais, etc.

O planejamento de lavra de minas realizado tradicionalmente consiste na separação do planejamento em três etapas: determinação da cava ótima final, definição dos *pushbacks* e, finalmente, programação da produção.

Pode-se afirmar que a determinação do limite da cava final é a consideração mais importante e trabalhosa no planejamento de lavra. Igual importância deve ser dada ao desenvolvimento de uma sequência ótima de lavra e de um cronograma de produção ao longo da vida da mina (PINTO e DUTRA, 2008).

Curi (2006) diz que o planejamento de lavra é dinâmico: com o progresso da lavra, novas informações se tornam disponíveis, levando a uma constante adaptação do plano original às novas

condições da mina, evidenciadas pela evolução da lavra. Entretanto, antes do início das operações de lavra, utiliza-se dos dados disponíveis sobre a jazida para projetar um programa de produção e as transformações que a mina sofrerá, no espaço e no tempo.

Tradicionalmente, o planejamento de lavra é dividido em função do tempo, em longo, médio e curto prazo.

2.3.1. Planejamento de longo prazo

Camus (2002) apud Ascarza Flores (2008), faz uma associação do planejamento de longo prazo com o conceito de planejamento estratégico utilizado pela pesquisa operacional, no sentido de que esse planejamento se refere aos objetivos propostos e às devidas decisões para atingi-los. Determina, portanto, grande parte do valor do empreendimento e é definido pela alta administração. Geralmente, esse planejamento compreende o período total de vida útil do empreendimento.

Segundo Johnson (1968), o longo prazo é importante pois determina o limite da cava final e com isso pode-se fazer uma avaliação econômica estimada. Além disso, ao se delimitar a jazida, pode-se fazer o devido planejamento do local das instalações necessárias às operações, como as plantas de processamento, pilhas de estéril e barragens de rejeito.

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

2.3.2. Planejamento de médio prazo

Camus (2002) apud Ascarza Flores (2008), mais uma vez faz a relação com a pesquisa operacional, sendo o médio prazo correspondente ao planejamento tático. Tem como objetivo otimizar determinadas áreas do resultado e não a empresa como um todo. Portanto, trabalha com decomposições de objetivos, estratégias e políticas estabelecidas no planejamento estratégico. A principal finalidade do planejamento tático é a utilização eficaz e eficiente dos recursos disponíveis para a consecução de objetivos previamente fixados segundo uma estratégia determinada.

O planejamento tático difere do estratégico em sua sofisticação, sendo importante para certificar que os objetivos intermediários sejam cumpridos e viáveis operacionalmente, tendo como consequência também a realização dos objetivos estratégicos. Geralmente, esse planejamento consiste em períodos de 1 a 5 anos.

No planejamento a médio prazo o objetivo é desenvolver um sequenciamento da produção afim de maximizar o valor presente líquido e o retorno de investimento. Os equipamentos e os sistemas de operação de mina são implementados visando atender a produção dentro dos critérios ótimos de produtividade, buscando manter a viabilidade operacional e a exposição de minério de modo a garantir a continuidade da lavra (PINTO e DUTRA, 2008).

2.3.3. Planejamento de curto prazo

Esse planejamento está preocupado em determinar áreas de lavra e desenvolvimentos no curto prazo, de modo que as metas do médio prazo quanto a relação estéril-minério e produção sejam atingidas. Geralmente, esse planejamento compreende um certo período de dias até 1 ano.

2.4. Modelo de blocos

Um dos primeiros relatos do conceito de blocos para a representação de unidades de extração de lavra provém do trabalho de A.H. Axelson, em 1964. Devido ao padrão retangular da operação de desmonte e do fato de todo o material de um certo banco ser carregado progressivamente em uma unidade de transporte, a utilização de blocos é muito adequada e precisa para representar as operações de uma mineração (JOHNSON, 1968).

A metodologia clássica para a construção do modelo de blocos inicia-se pela interpretação geológica. A atual prática da indústria é criar um modelo 3D de uma interpretação geológica conhecida como modelo de *wireframe*. O modelo de *wireframe* é criado através da interpretação das seções geológicas construídas com base nas informações coletadas da etapa de pesquisa mineral. As seções fornecem informações que permite ao profissional delimitar os limites dos corpos geológicos iterativamente. Após a interpretação das seções, elas são ligadas pela camada de malha triangulada dos softwares de mineração de modo a limitar as fronteiras dos corpos no espaço (DARLING, 2011).

Seguindo com a construção do modelo, o corpo mineral é dividido em blocos regulares, nas três dimensões espaciais, para a representação da interpretação geológica, como mostra a figura 4. Para cada bloco, estimativas de teor de minério, densidade e outros dados relevantes são atribuídos de acordo com técnicas de estimação de reservas. A partir disso, calcula-se valores econômicos. Esses blocos e suas informações são então utilizados no planejamento de lavra, para a definição do pit final, sequenciamento, teor de corte, etc.

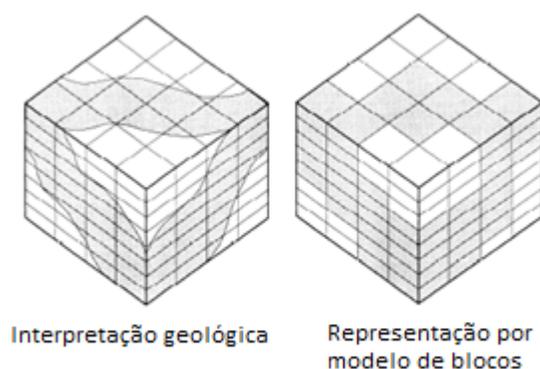


Figura 4 - Uso do modelo de blocos para representação do modelo geológico (adaptado de HARTMAN, 1992)

Para a definição das dimensões de um bloco alguns fatores são influentes: capacidades de equipamento, estruturas geológicas, exatidão nas informações geológicas, método de lavra, altura dos bancos, entre outras. Quanto menor o tamanho do bloco, mais flexibilidade e refinamento se tem no planejamento, mas o número de blocos é maior. Na verdade, pequenos blocos não são realistas, já que as informações geológicas e econômicas que os caracterizará são baseados em amostras de perfuração que podem estar separadas entre 10 e 300 metros (JOHNSON, 1968).

Segundo Hartman (1992), as regras gerais para determinação do tamanho dos blocos são:

1. O maior tamanho possível de bloco deveria ser usado para minimizar o tamanho do modelo de blocos e reduzir tempo computacional e espaço de armazenamento.
2. O tamanho de bloco está normalmente entre metade a um quarto do espaçamento médio de furos de sonda. Um maior tamanho pode ser usado caso a malha de perfuração for muito densa. Blocos menores fornecem melhoras mínimas na estimação a menos que haja forte presença de controles geológicos.

3. O tamanho de bloco deve ser pelo menos metade do tamanho da menor estrutura geológica que será modelada. Blocos maiores destruirão a localização e/ou tamanho das estruturas menores.
4. Tamanho do bloco pode estar relacionado ao método de lavra. A altura do bloco é normalmente a altura da bancada a ser lavrada.
5. A maioria dos softwares comerciais de estimação de recursos permitem que cada dimensão do bloco seja diferente e que a orientação do modelo todo seja rotacionada.
6. Essas regras são geralmente contraditórias, e a melhor solução irá variar dependendo de caso a caso.

Na figura 5 tem-se a ilustração de como um corpo é representado através de um modelo de blocos.

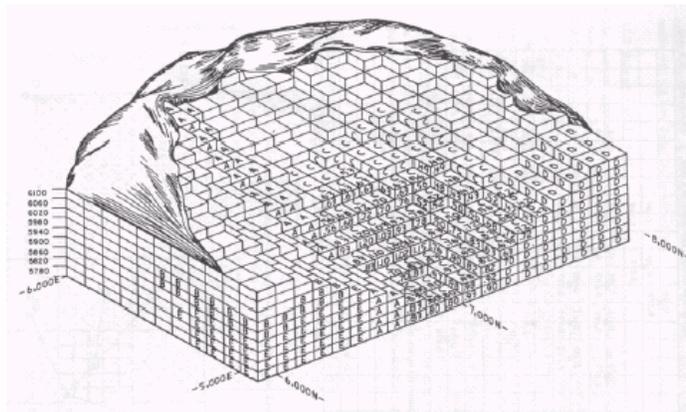


Figura 5 - Representação de um corpo mineral através do modelo de blocos (DAGDELEN, 2001).

2.4.1. Influência da reblockagem de blocos

O uso de blocos com dimensões maiores apresenta uma grande vantagem em relação ao tempo computacional requerido para o desenho da cava. A desvantagem é a perda da definição geológica e teor do corpo mineral (DOWD, 1994).

Jara et al. (2006) estudaram os impactos da escolha das dimensões dos blocos nos resultados econômicos finais de um projeto (custos, fluxo de caixa, etc.). Para isso, listaram alguns fatores que influenciam na seletividade das operações de lavra, afetando os resultados operacionais:

- Efeito Suporte: é o volume no qual o teor do elemento é definido. A distribuição estatística dos teores, em particular a sua dispersão e índices de seletividade, depende desse volume.
- Efeito Informação: Durante a operação, o controle de teor é baseado no valor da estimativa de teor dos elementos de interesse, e não no teor real (desconhecido) dos blocos. Isso implica em uma má estimativa dos blocos, que ocorre quando blocos com alto teor do elemento de interesse são enviados à pilha de estéril e blocos com baixo teor são superestimados e enviados à planta. Esse fenômeno é conhecido como efeito informação.
- Restrições Geométricas: Causam a perda de seletividade quando estéril tem de ser extraído para se alcançar um bloco com alto teor.
- Diluição: Ocorre quando não se consegue separar totalmente, na operação, o minério do estéril, ou seja, a parcela do estéril misturada ao minério é enviada à planta de processamento, o que diminui o teor e aumenta a tonelagem.

Dentre esses fatores, o primeiro e o último merecem atenção especial.

Dentre as consequências do efeito suporte, destacam-se: ao se reblocar um modelo com dimensões de blocos menores para um com dimensões maiores, perde-se seletividade, comprovado ao se comparar curvas de seletividade (curva teor x tonelagem, por exemplo). Além disso, a tonelagem de minério aumenta, mas o teor médio do elemento de interesse diminui. Portanto, o valor presente líquido também decresce.

Quanto à diluição operacional, a porcentagem de minério em contato com estéril fornece uma boa ideia da possível diluição ocorrida durante a operação, dependendo da precisão em que esse contato é “cortado” pelo equipamento. Para essa estimativa, considera-se a área total de blocos de minério em contato com os blocos de estéril. Assim, ao se aumentar a dimensão dos blocos, o contato minério-estéril é espacialmente mais regular e suave, gerando menor porcentagem de diluição. Por outro lado, as diferenças entre os teores de estéril e de minério são reduzidas, explicado pelo efeito suporte e que causa menor variabilidade de teores (JARA et al. 2006).

Estudos de caso com as comparações dos resultados de modelos reblocados podem ser apreciados em Dowd (1994) e Jara et al. (2006).

2.4.2. Definição do Valor Econômico dos Blocos (VEB)

O valor econômico de cada bloco (VEB) reflete o valor financeiro individual que ele retorna ao ser extraído e devidamente tratado como minério ou estéril. Assim, quanto maior esse valor, mais importância financeira ele possui. Assim, chamamos de função benefício a função que valoriza os blocos baseados no teor estimado de cada bloco e que pode ser assim calculado:

$$VEB = (P - Cv) \times g \times R \times T - (Cm + Cp) \times T$$

Sendo,

P = Preço de venda do elemento de interesse;

g = Teor do elemento de interesse;

R = Recuperação do elemento de interesse;

T = Tonelagem do bloco;

Cv = Custo de venda;

Cm = Custo de lavra;

Cp = Custo de processamento

2.5. Planejamento de lavra tradicional

Dagdelen (2001) afirma que a prática do planejamento de lavra de minerais metálicos a céu aberto se inicia com um modelo de blocos geológico e envolve a determinação de três aspectos:(1) Decisão se um certo bloco será extraído ou não;(2) se for extraído, em qual período de tempo;(3) se extraído, como será processado. A resposta para cada uma dessas perguntas, ao se integrar com o modelo de blocos, definiria a progressão anual da superfície de lavra e o fluxo de caixa anual resultante das operações até o fim da vida útil.

Ainda de acordo com ele, o planejamento tradicional é um ciclo que envolve uma série de etapas a serem cumpridas. O primeiro passo é estimar capacidades de produção do sistema, custos

associados e os preços da commodity. Em seguida, é necessário determinar a cava final ótima. Dentro desse limite, *pushbacks* são definidos com auxílio da geração de cavas aninhadas, que englobam desde cavas menores com alto valor por tonelada de minério até cavas maiores com baixo valor por tonelada de minério. Depois, é definida a estratégia do teor de corte para se diferenciar o minério do estéril e, também, determinar como o bloco será processado. Esses passos são então repetidos enquanto houver melhorias quanto à adequabilidade dos resultados de capacidade de produção e custos.

A figura 6 exemplifica o ciclo do planejamento tradicional.

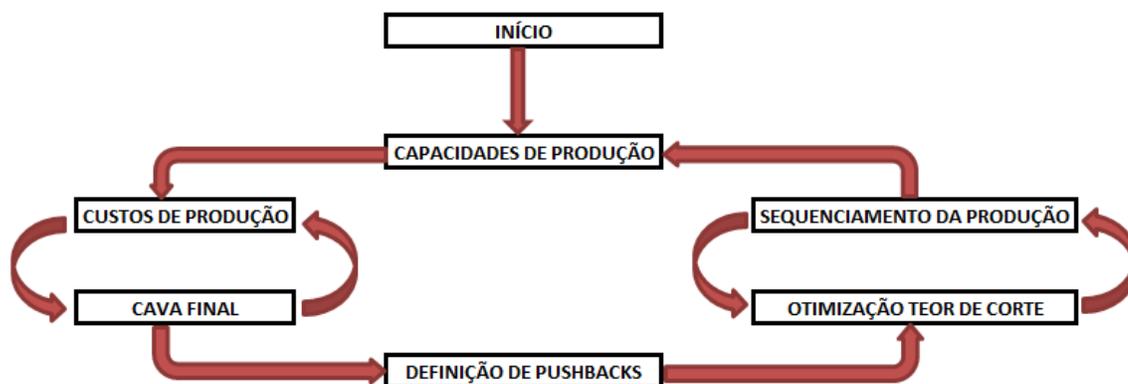


Figura 6 - Passos do ciclo do planejamento tradicional (adaptado de DAGDELEN, 2001).

A obtenção da cava ótima, o design de *pushbacks* e a estratégia do teor de corte são baseados em uma análise em que o valor do dinheiro no tempo não é considerado, ou seja, otimizam o VPL que o projeto poderia ter caso todo o material fosse extraído, processado e vendido no tempo atual. Portanto, não é realista acreditar que o plano de produção obtido com essa análise fornecerá o maior valor possível de VPL para o projeto.

Para tentar compensar essa falha, Dagdelen (2001) sugere que o planejador realize inicialmente um design da cava e a programação da produção. Depois, que ele gere um novo modelo de blocos baseado nas receitas e custos aplicados ao tempo determinado em que o bloco será lavrado e como será processado. A partir desse modelo de blocos, faz-se então uma nova determinação da cava final, esse sim considerando a influência do valor do dinheiro no tempo. O autor ainda afirma que a nova cava é sempre menor que a inicial gerada em relação a minério

contido e tonelagem de estéril, pois os blocos de valor próximo ao valor marginal acabam sendo descartados.

2.5.1. Definição da cava final ótima

A cava ótima final é o volume de material economicamente viável de se extrair e que retorna o maior valor financeiro possível.

Um contorno ótimo de cava pode ser determinado fixando valores econômicos nos blocos e os ângulos de talude. Um aumento nos valores dos blocos resulta em cavas mais largas, enquanto um aumento nos ângulos de talude possibilita cavas mais profundas.

É interessante notar que o contorno da cava e a sequência de lavra são necessários para o cálculo do valor do bloco, mas o valor do bloco é necessário para encontrar o contorno ótimo da cava final. Esse problema é solucionado com a utilização de duas regras na valorização dos blocos: Primeiro, o valor de um bloco é calculado supondo que ele esteja descoberto e que será lavrado; e segundo, que qualquer custo em andamento que, com o fim da lavra, cessasse, deveria ser incluído (WHITTLE, 1990 apud AMANKWAH, 2011).

De acordo com Johnson (1968), o trabalho de Lerchs-Grossmann em 1965 foi o primeiro a propor uma solução para o problema dos limites do pit final sem se basear em tentativa e erro. Ao se utilizarem do conceito do modelo de blocos, eles consideravam que os blocos deveriam ser regulares em tamanho e que a definição de minério e estéril deveria ser predeterminada. Adicionalmente, Jélvez et al. (2016) afirmam que as restrições geométricas são consideradas no trabalho desses pesquisadores, mas as de capacidade e de blendagem não. Nesse caso, o problema se reduz a selecionar um conjunto de blocos que contêm um valor econômico máximo, não descontado no tempo, respeitando as restrições geométricas de talude.

Muitos algoritmos para a solução do problema da cava final já foram propostos. Eles podem ser divididos em verdadeiros otimizadores ou em técnicas heurísticas. Heurísticas são métodos que funcionam na maioria dos casos, mas não garantem resultados ótimos. Por outro lado, os verdadeiros otimizadores são técnicas matematicamente provadas em resultar a cava ótima final (KIM, 1979 apud DAGDELEN, 1985).

O método dos Cones Flutuantes (Pana e Carlson, 1966; Lemieux, 1979) e a Parametrização Técnica de Reservas (Matheron, 1975; François-Bongarçon e Marechal, 1976) são exemplos de métodos heurísticos, enquanto o algoritmo 3D de Lerchs-Grossmann representa um verdadeiro otimizador.

2.5.1.1. Cones flutuantes

A técnica dos cones flutuantes é a heurística mais conhecida na indústria mineral pois é muito simples e de fácil implementação computacional.

Consiste em um processo de tentativa e erro no qual se analisa várias cavas ao mover o vértice de um cone invertido por todos os blocos com valores positivos. Para cada bloco positivo, o cone limita um conjunto de blocos através de seus lados, que representam as restrições de talude. Se o somatório dos valores desse conjunto de blocos for positivo, então esse conjunto faz parte da cava final. O processo termina quando o vértice percorre todos os blocos positivos (DAGDELEN, 1985).

O exemplo a seguir, originalmente apresentado por Barnes (1982) e reproduzido por Hustrulid e Kuchta (2006) demonstra como o método é executado. Considere o modelo de blocos da figura 7, com seus valores econômicos e sendo o cone 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 7 – Modelo de blocos (HUSTRULID e KUCHTA, 2006).

O primeiro passo é mover o cone da esquerda para a direita, começando na primeira linha, até se encontrar um bloco positivo (coluna 6). Posto que não existem blocos superiores, sua extração geraria resultados positivos, sendo o valor do cone do bloco (+1), conforme a figura 8.

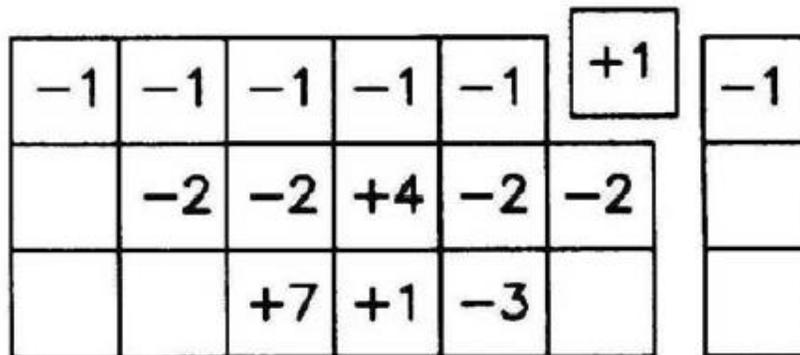


Figura 8 – Cone (+1) sendo extraído (HUSTRULID e KUCHTA, 2006).

Após passar pela primeira linha, o processo continua na segunda linha, até encontrar um bloco positivo. Caso a soma dos valores dos blocos dentro do cone seja positivo, então esse cone é extraído. É o que acontece com o cone de vértice no bloco +4, visualizado na figura 9.

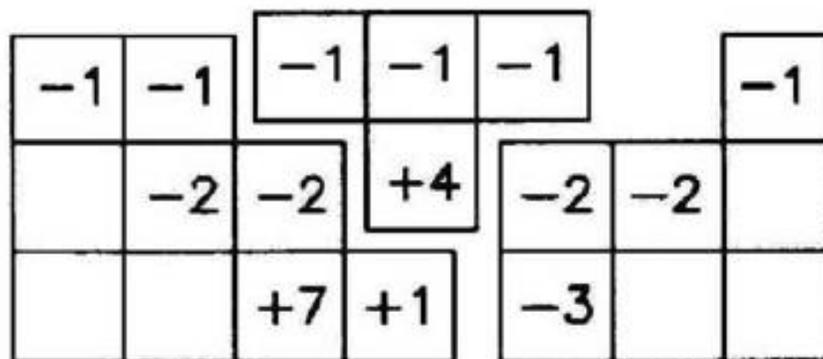


Figura 9 – Extração do cone de valor total +1 (HUSTRULID e KUCHTA, 2006).

Como não há mais blocos positivos, o procedimento continua no nível seguinte, com a retirada do cone no vértice +7, figura 10.

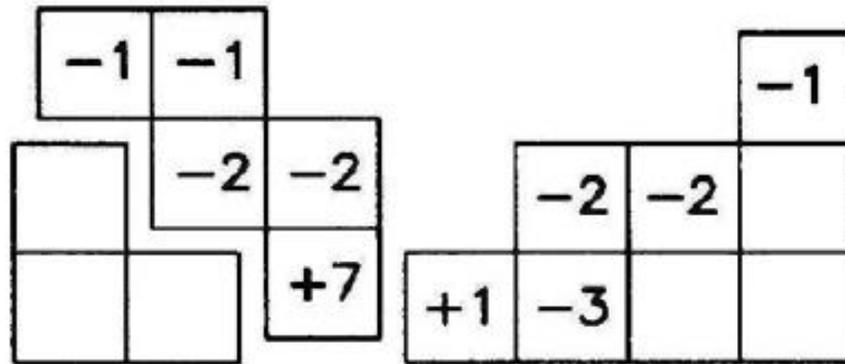


Figura 10 – Retirada do 3º cone incremental (HUSTRULID e KUCHTA, 2006).

O último cone possível, de vértice no bloco +1, não é viável de extração, pois com a necessidade da retirada do bloco acima -2, o cone resulta em valor negativo. Assim, o desenho da cava final é mostrado na figura 11, sendo o valor total de +3.

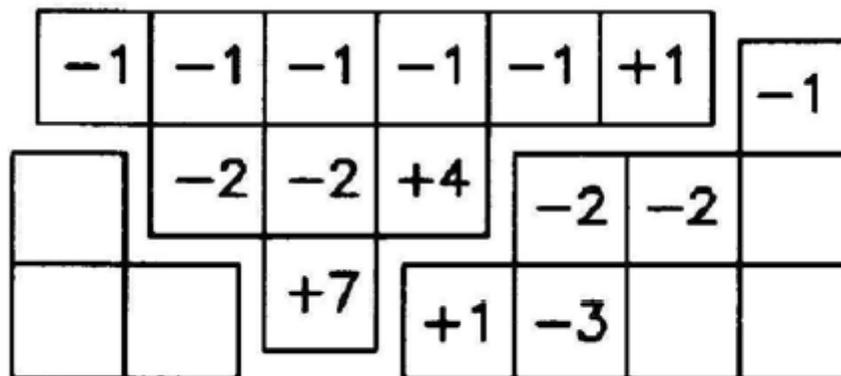


Figura 11 – Desenho da cava final de valor +3, obtido pelo método dos cones flutuantes (HUSTRULID e KUCHTA, 2006).

Entretanto, esse método apresenta algumas falhas. Barnes (1982) apud Hustrulid e Kuchta (2006) aponta três problemas:

- Exclui combinações de conjuntos de blocos lucrativos: Por consistir em análises de cones individuais, o método falha ao não identificar cones adjacentes que, por compartilhar alguns blocos entre eles, seriam lucrativos em conjunto.
- Estende a cava final além dos limites da cava ótima: Ocorre quando o cone inclui na cava final blocos não lucrativos, reduzindo o valor total da cava.
- A combinação dos dois problemas anteriores.

2.5.1.2. Parametrização de Reservas

O algoritmo foi concebido por François-Bongarçon e Marechal em 1976 e baseado nos estudos de Matheron em 1975. A ideia básica é separar a parametrização técnica da avaliação econômica, ao obter famílias de cavas independentes da conjuntura econômica subjacente ao problema e só depois avaliá-las economicamente. Ao contrário de outros métodos baseados em valores econômicos, a parametrização de reservas baseia-se em teores metálicos e toneladas.

O objetivo é gerar uma família de cavas como função de um ou mais parâmetros. Por exemplo, gerar a família de cavas correspondente a todos possíveis teores de corte (DJILANI, 1997).

Este método adota a função:

$$K = Q - \lambda V - \theta T$$

Para a valoração de cada bloco de lavra, onde Q é a quantidade de metal recuperável, V é volume total (minério + estéril), T é o volume de minério e os dois parâmetros técnicos, λ e θ , que afetam a expressão, podem assumir valores quaisquer.

Segundo Dagdelen e Bongarçon (1982) apud Pinto e Dutra (2008), os parâmetros λ e θ não devem ser entendidos como as relações entre custos e preços, mas sim como parâmetros de corte, fazendo com que a função K represente famílias de planos, tangentes à superfície formada pelas cavas de metal recuperável máximo.

A título de ilustração, a figura 12 mostra o universo de cavas de um depósito hipotético, onde cada cava é representada por um volume total V e respectivo metal recuperável Q. A linha S representa as cavas de máximo metal recuperável, como aquelas de números 1, 2, 3, 4 e 5, porém, somente as cavas 1, 3 e 5 são otimizadas, pois encontram-se na envoltória convexa C, definida através da variação dos parâmetros λ e θ (PINTO e DUTRA, 2008).

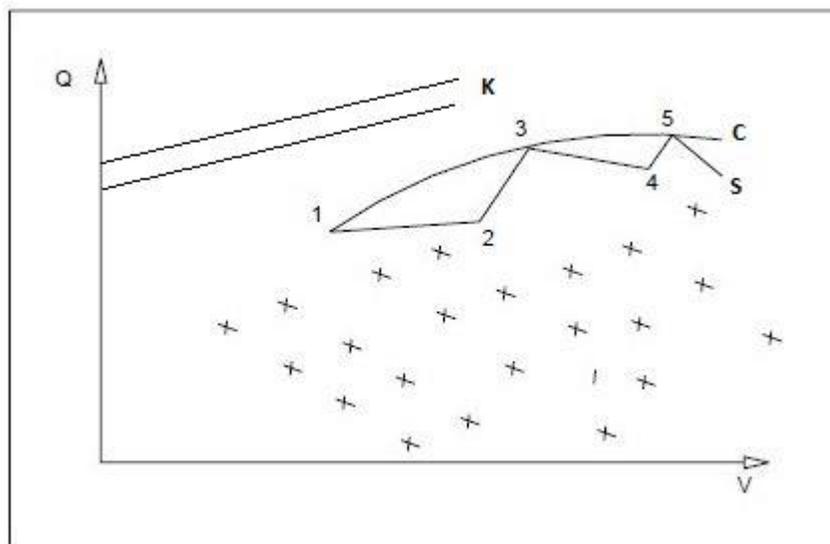


Figura 12 – Superfície C envoltória de máximos convexos (adaptado de PINTO e DUTRA, 2008).

Na etapa seguinte, essas cavas otimizadas de diferentes volumes V serão avaliadas por critério econômico/financeiro, finalizando assim a escolha da cava a ser seguida como meta de longo prazo.

2.5.1.3. Algoritmo de Lerchs-Grossmann

Em 1965, Lerchs e Grossmann apresentaram 2 algoritmos, baseados no método da teoria dos grafos para a resolução do problema de determinação da cava ótima final. O primeiro, um algoritmo simples de programação dinâmica para cavas em duas dimensões e o segundo, um algoritmo gráfico mais elaborado para três dimensões.

Este trabalho foi o começo das aplicações da informática na otimização de explorações a céu aberto, sendo o artigo que tem tido maior incidência nesta temática aplicada à indústria mineira. Contudo, seu uso não é universalmente aceito provavelmente pelas seguintes razões:

- a. Complexidade do método em termos de compreensão e programação.
- b. Tempo requerido, em termos de ordenação para obtenção do desenho. Este fato tem gerado a criação de um grande número de algoritmos alternativos, como o algoritmo de KOROBOV, que reduz o tempo necessário para a otimização do desenho. Este problema aumenta se existe a necessidade de realizar uma análise de sensibilidade que gera múltiplos desenhos em função

de mudanças nas variáveis tais como custos, preços, teores mínimos de lavra, etc. Contudo, a chegada no mercado, nos últimos anos, de equipamentos de informática potentes a baixo custo tem minimizado, notavelmente, este problema.

- c. Dificuldade para incorporar mudanças nos ângulos de taludes da cava de exploração.
- d. O critério de otimização se baseia no benefício total, enquanto deveria ser baseado no Valor Atual Líquido (VAL). Esta dificuldade é comum na maior parte dos algoritmos existentes e tem uma solução difícil (PINTO e DUTRA, 2008).

I. Lerchs-Grossmann 2D

O Algoritmo bidimensional de Lerchs-Grossmann determina a configuração ótima dos blocos a extrair em seções, mas como a grande maioria das técnicas bidimensionais, seu maior problema está na complexidade e notável esforço para realizar a suavização do fundo da cava. Não se pode assegurar que as seções, nas diferentes direções, possam unir-se umas às outras, pois, como o método trabalha em duas dimensões de forma independente, não se tem nenhuma segurança de que uma seção apresente um desenho compatível, geometricamente, com a seguinte. Ainda mais, a suavização que se pode realizar para conseguir a desejada tridimensionalidade jamais gerará uma solução ótima (JOHNSON e SHARP, 1971).

A seguir é dado um exemplo, originalmente apresentado por Lerchs-Grossmann (1965) e reapresentado por Hustrulid e Kuchta (2006), para melhor compreensão desse método. Considere a seguinte seção de um corpo mineral, apresentado na figura 13.

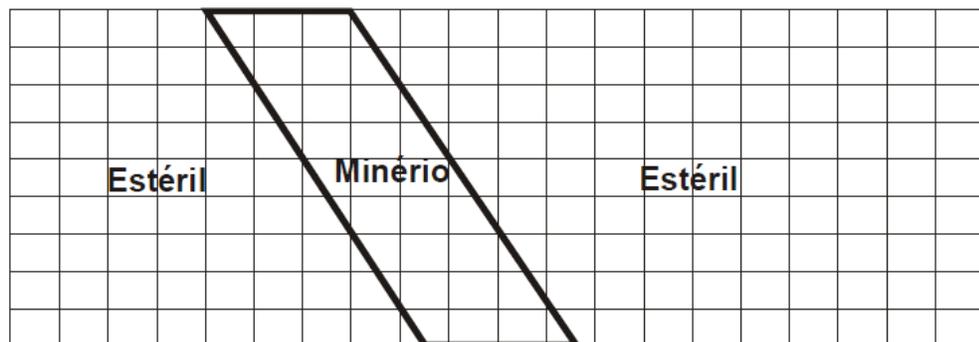


Figura 13 – Seção do corpo mineral (adaptado de HUSTRULID e KUCHTA, 2006)

Nele, os blocos estéreis têm um valor presente líquido (custo) de -4 unidades monetárias/bloco, e os blocos de minério apresentam um valor presente líquido de 12 um/bloco, o ângulo de talude adotado será de 35°, considerando que os blocos são retangulares. A figura 14 mostra a configuração dos blocos com valores econômicos. Note que nos blocos de fronteira, há minério e estéril. O valor do bloco será calculado através de um procedimento de ponderação.

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

Figura 14 – Esquema do corpo mineral com blocos valorados (HUSTRULID e KUCHTA, 2006).

O primeiro passo consiste em adicionar uma linha de zeros no topo e calcular os benefícios cumulativos do modelo econômico, para cada coluna de blocos partindo do topo em direção à base, como pode ser visto na figura 15.

	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1	-4	-4	-4	-4	-4	8	12	12	0	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
2	-8	-8	-8	-8	-8	-8	24	24	8	-8	-8	-8	-8	-8	-8	-8	-8	-8	-8	-8
3	-12	-12	-12	-12	-12	4	32	36	20	-8	-12	-12	-12	-12	-12	-12	-12	-12	-12	-12
4				-16	-16	0	32	48	32	0	-16	-16	-16	-16	-16	-16	-16	-16	-16	-16
5					-20	-4	28	56	44	12	-16	-20	-20	-20	-20	-20	-20	-20	-20	-20
6						-8	24	56	56	24	-8	-24	-24	-24	-24	-24	-24	-24	-24	-24
7							20	52	64	36	4	-24	-28	-28	-28	-28	-28	-28	-28	-28
8								48	64	48	16	-16	-32	-32	-32	-32	-32	-32	-32	-32
9									60	56	28	-4	-32	-32	-32	-32	-32	-32	-32	-32

Figura 15 – Soma cumulativa por colunas (HUSTRULID e KUCHTA, 2006).

A seguir, partindo do topo esquerdo para a direita, deve-se fazer a soma cumulativa dos blocos de uma coluna com um dos blocos à esquerda (diagonal superior, esquerda ou diagonal inferior), dependendo de qual deles tiver maior valor, e depois desenhar uma seta indicando o bloco adicionado, como vistos nas figuras 16, 17 e 18.

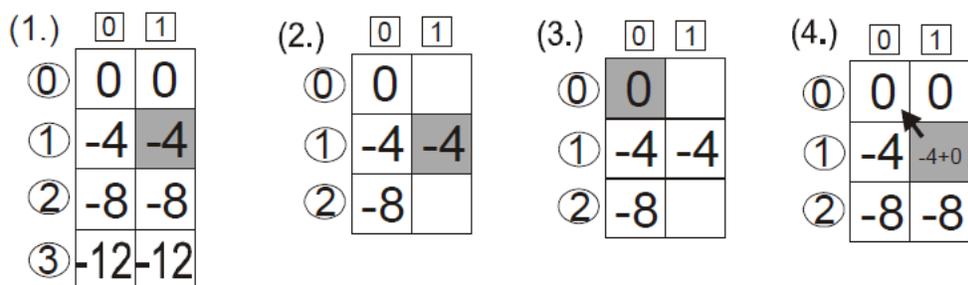


Figura 16 – Procedimento para decidir o máximo valor cumulativo e maximizar direção (HUSTRULID e KUCHTA, 2006).

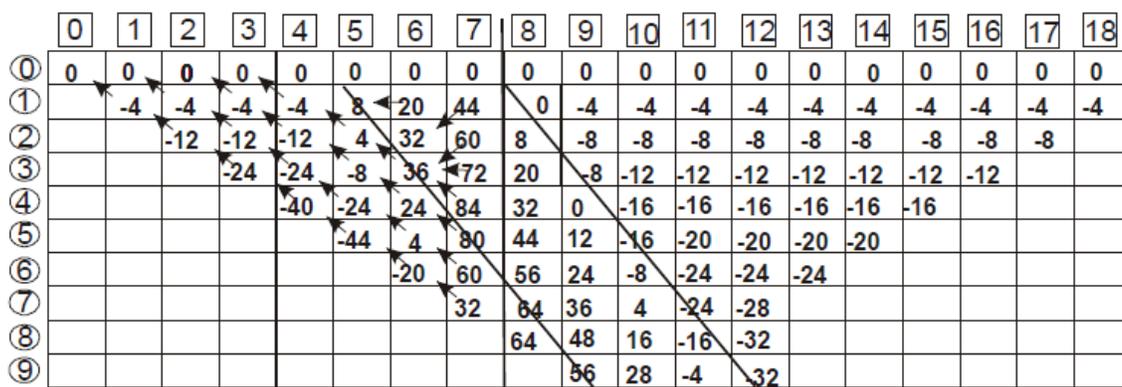


Figura 17 – Soma cumulativa até coluna 7 (HUSTRULID e KUCHTA, 2006).

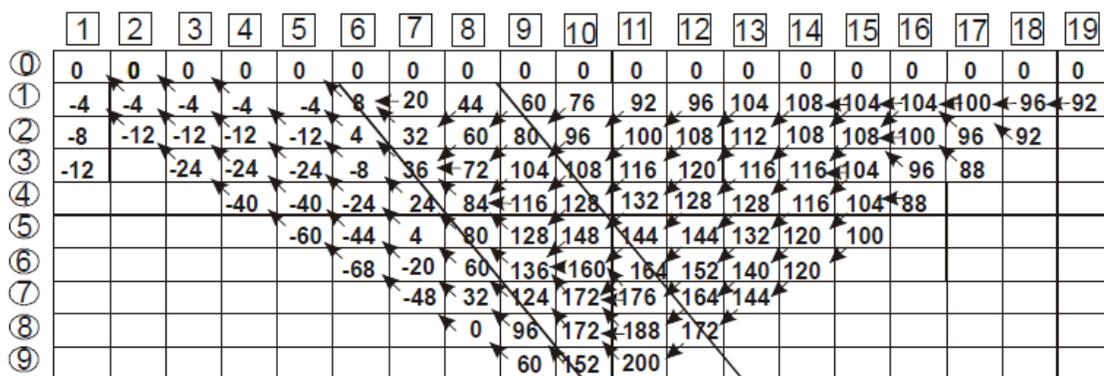


Figura 18 – Processo de soma cumulativa finalizada (HUSTRULID e KUCHTA, 2006).

Por fim, encontra-se o limite da cava final, definido movendo-se ao longo da primeira linha da esquerda para a direita até encontrar o bloco de maior valor e seguindo as setas desenhadas. O valor desse bloco de superfície coincide com o valor da cava total, como visto nas figuras 19 e 20.

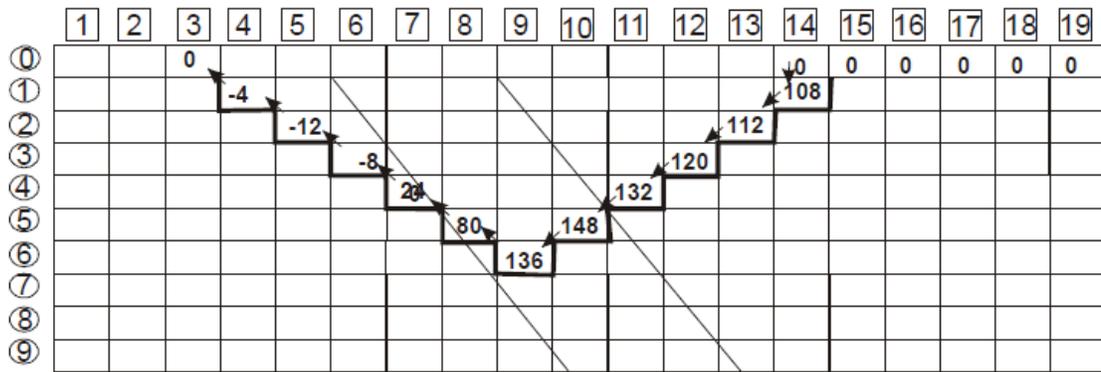


Figura 19 – Determinação da cava ótima (HUSTRULID e KUCHTA, 2006).

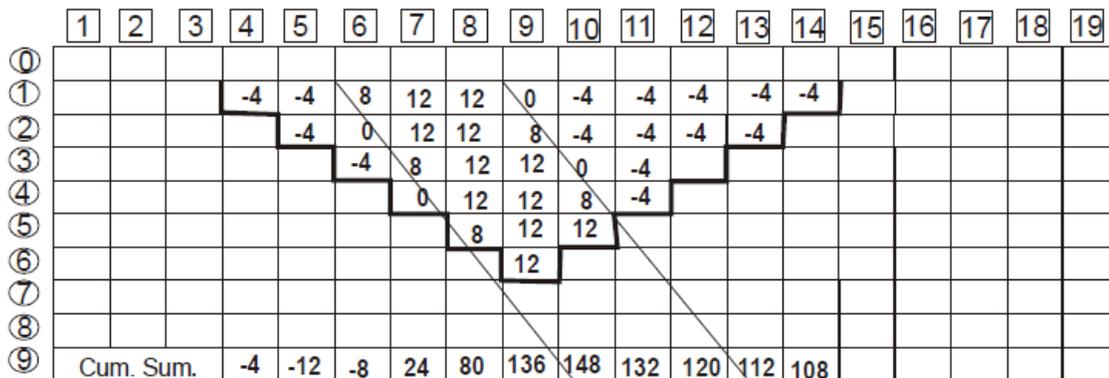


Figura 20 – Limite otimizado sobreposto ao modelo de blocos (HUSTRULID e KUCHTA, 2006).

Considerando então que esse método não satisfaz o problema da tridimensionalidade, surgem opções de solução através de algoritmos não-tridimensionais, mas que acrescentam parcialmente esse caráter ao problema. Um exemplo é o algoritmo denominado por Barnes (1982) como $2\frac{1}{2}$ - D, que considera um modelo tridimensional de blocos e analisa a seção em 2-D até encontrar o contorno da cava final. Koesnigsberg (1982) desenvolveu um algoritmo que é considerado, realmente, de programação dinâmica tridimensional, para o cálculo do contorno da cava final (WRIGHT, 1990). O problema com este algoritmo é que ele é degenerado devido ao uso de incrementos 2-D, para o desenho do contorno da cava final. Este problema da degeneração encontrada no algoritmo de Koesnigsberg foi superado por Wilke et al. (1984) usando-se incrementos 3-D na forma de se remover um mínimo de cones sobre cada bloco (ASCARZA FLORES, 2008).

II. Lerchs-Grossmann 3D

Lerchs-Grossmann também desenvolveram um outro algoritmo para problemas tridimensionais. Neste trabalho, os dois pesquisadores modelaram o problema em termos gráficos e teóricos mostrando que a solução ótima é equivalente a encontrar o máximo fechamento a partir do modelo gráfico sugerido.

O benefício (B) associado à lavra i passa a ser formulado como a busca combinatória de blocos que maximizam $\sum_i B_i$, respeitando as restrições operacionais e lógicas do problema. O contorno que respeita as restrições geométricas impostas pela operação de lavra é representado pelo fecho do grafo $G = (X,A)$ que pode atingir o objetivo desejado com um número finito de interações (PINTO e DUTRA, 2008).

O grafo $G = (X, A)$ consiste em um conjunto de elementos ou vértices X e um conjunto de arcos A . O máximo fechamento do grafo $G(X,A)$ é um subgrafo possível de $G(X,A)$ que possui o maior valor.

Para melhor entendimento dessa teoria, considere o modelo de blocos bidimensional da figura 21. Cada bloco será representado por vértices na teoria dos grafos. Os ângulos do talude serão considerados de 45° e blocos quadrados para simplificação deste exemplo.

1 -1	2 -1	3 +1	4 +1	5 -1	6 -1	7 -1
8 -2	9 +2	10 +1	11 -2	12 +3	13 -2	14 -2
15 -3	16 -3	17 +3	18 -3	19 +1	20 -3	21 -3

Figura 21 – Modelo de blocos bidimensional (KHALOKAKAIE, 1999).

Segundo Khalokakaie (1999), o algoritmo segue os seguintes passos:

- 1) Considere a linha i . Adicionar arcos partindo da raiz imaginária X_0 para todos os vértices dessa linha.

- 2) Classificar os arcos em fracos ou fortes.
- 3) Checar se há casos em que vértices negativos (ou a soma dos vértices acima de um arco) sobrepõem vértice positivos. Se não, ir para passo 5. Se um vértice fraco j está acima de um vértice forte k , adicionar um arco (k, j) na árvore T_i e substituir o arco (X_0, T_i) pelo arco (X_0, j) .
- 4) Se a árvore T_i conter algum arco forte não conectados à raiz X_0 , normalizar a árvore. Ir para o passo 3.
- 5) Remover todos os vértices fortes, que formam parte do fechamento máximo. Ir para linha $i+1$ e começar novamente o passo 1.

Aplicando o algoritmo no exemplo, temos que:

Linha 1: A figura 22 reflete o sistema após passo 1 e 2. O passo 3 e 5 são vistos na figura 23. Iterativamente, vamos para a linha 2, voltando ao passo 1 e 2, como visto na figura 24. O resultado final dos passos 3 e 4 é visto na figura 25. O passo 5 consiste em retirar esses vértices. Finalmente vamos para a última linha do modelo e após todos os passos, temos o sistema final dado pela figura 26.

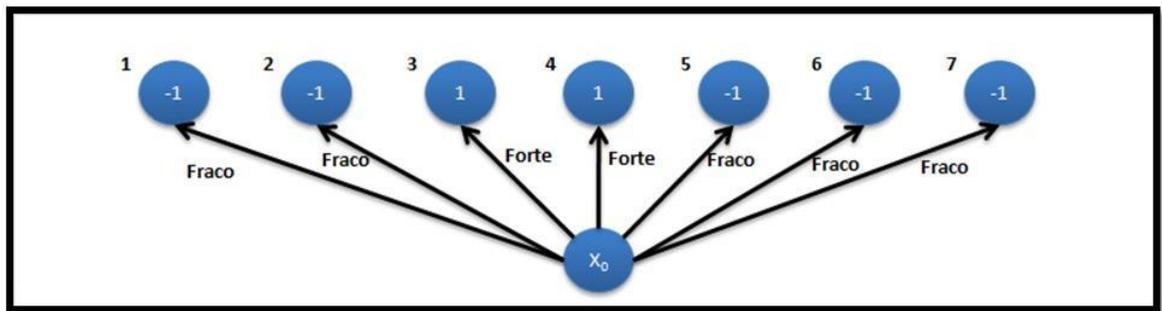


Figura 22 – Configuração linha 1 após passo 2 (adaptado de KHALOKAKAIE, 1999).

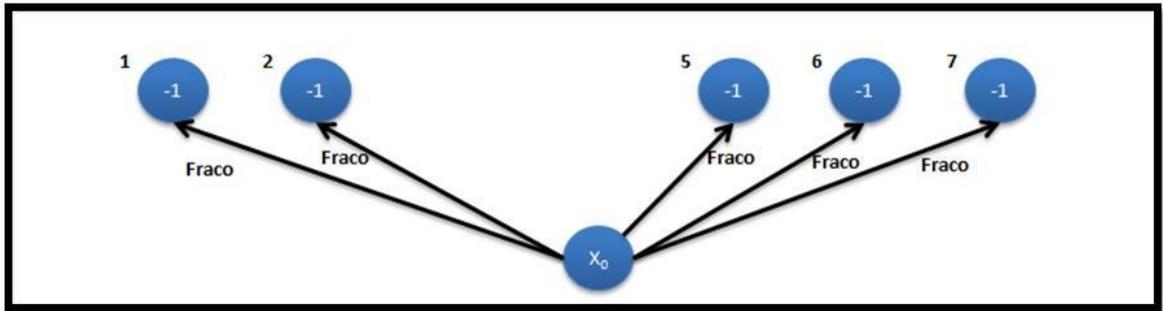


Figura 23 – Configuração linha 1 após passo 5 (adaptado de KHALOKAKAIE, 1999).

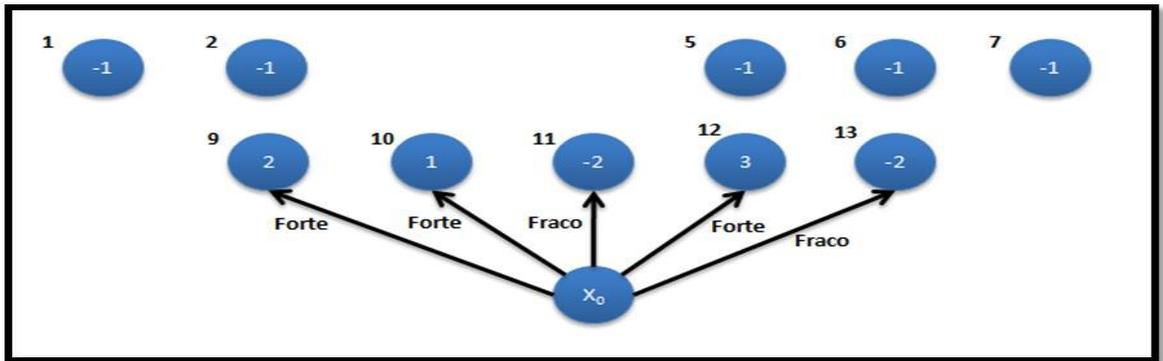


Figura 24 - Configuração linha 2 após passo 2 (adaptado de KHALOKAKAIE, 1999).

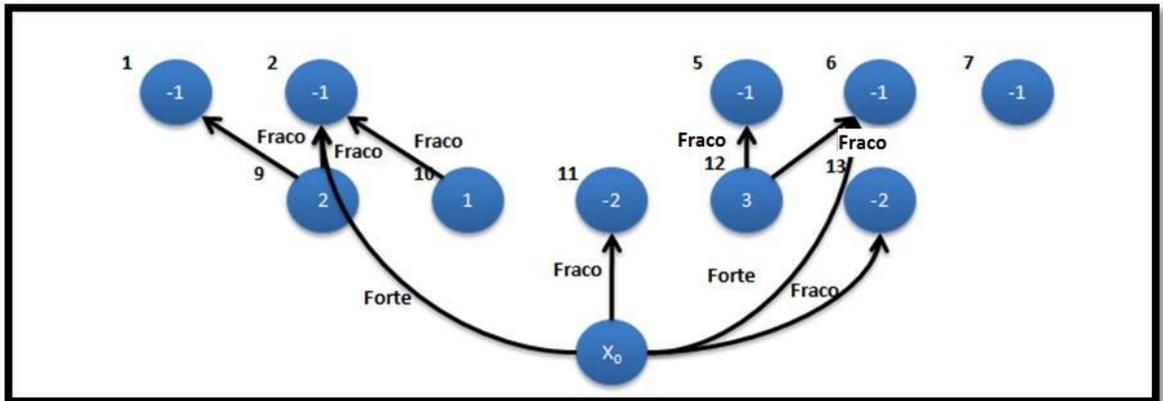


Figura 25 - Configuração linha 2 após passo 4 (adaptado de KHALOKAKAIE, 1999).

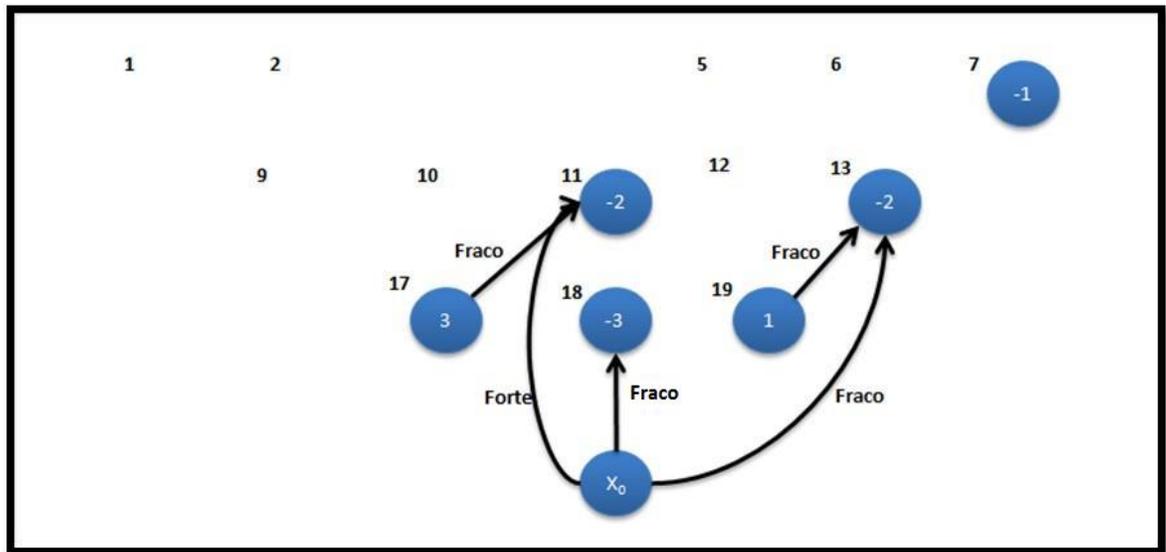


Figura 26 - Configuração linha 3 após passo . (adaptado de KHALOKAKAIE, 1999).

O resultado final é visto na figura 27. Maiores detalhes podem ser consultados no trabalho de Khalokakaie (1999).

1	2	3	4	5	6	7
-1	-1	+1	+1	-1	-1	-1
8	9	10	11	12	13	14
-2	+2	+1	-2	+3	-2	-2
15	16	17	18	19	20	21
-3	-3	+3	-3	+1	-3	-3

Figura 27 - Cava ótima (adaptado de KHALOKAKAIE, 1999).

2.5.2. Definição dos *pushbacks*

Ao mesmo tempo que Lerchs-Grossmann apresentaram um algoritmo para a solução do problema da cava final, também mostraram que, ao se reduzir o valor econômico de cada bloco através do uso de um parâmetro penalizador, a cava final seria reduzida, de forma que essa nova solução fosse um subconjunto do primeiro. Assim, ao se aplicar diversos valores para esse

parâmetro, se geraria cavas aninhadas, sendo que as menores representariam as cavas mais rentáveis e as maiores seriam aquelas que trariam menos benefícios.

De forma prática, isso é realizado com a variação no preço da commodity de interesse (ou Fator de Receita - FR), sendo o limite da cava final geralmente determinado pelo uso do preço mais plausível ($FR = 1$). Assim, cavas geradas com uso de preços menores ($FR < 1$) indicam regiões adequadas para o início da lavra. As cavas geradas com uso do preço próximo ao plausível podem ser utilizadas para análise de risco e sensibilidade. Já as cavas maiores, obtidas com uso de preços maiores ($FR > 1$), ajudam a determinar locais menos arriscados para infraestrutura.

Esse recurso é importante pois auxilia na definição dos *pushbacks*, que podem ser entendidos como porções de material individuais e incrementais, partindo da porção da jazida que fornece o maior fluxo de caixa até a cava final, que serão extraídos segundo uma sequência, não sendo necessário o fim da lavra de um *pushback* para início do próximo.

Hustrulid e Kuchta (2006) afirmam que *pushbacks* também são conhecidos como sequências, expansões ou fases e que são uma tentativa de relacionar a geometria de lavra com a geometria da distribuição de minério.

Mathieson (1882) fornece um resumo básico do passo a passo envolvido no planejamento dos *pushbacks*:

- i. Antes dos trabalhos de design, algumas decisões devem ser tomadas em relação a:
 - Taxa de lavra máxima de minério e estéril em cada fase;
 - O tamanho e tipo de equipamento usado, que determina a largura mínima de praça de trabalho;
 - Ângulos gerais de talude apropriados.
- ii. Usando as restrições do passo i, o planejador de mina então procede com o desenho das fases. Acessos de rampa para cada banco em lavra devem ser assegurados.
- iii. Passa-se então para análise de tonelagens e teores em gráficos bancada a bancada
- iv. A última tarefa é determinar o agendamento anual baseado em requisitos de produto ou alimentação de planta.

2.5.3. Otimização do teor de corte

O teor de corte é um critério utilizado para se diferenciar o minério do estéril em um corpo mineral. O material com teor abaixo desse teor de corte é o estéril, que pode ser deixado dentro da cava ou extraído e enviado às pilhas de estéril, enquanto o minério é aquele que possui teor mais alto e deve ser enviado à planta de processamento.

Esse conceito de teor de corte, quando aplicado com propósito de se gerar um plano de produção, é geralmente baseado no teor de corte estático marginal ou *break-even*, que se caracteriza por ser o teor no qual a receita gerada pela venda do material é igual ao custo associado a ele (DAGDELEN, 2001).

Entretanto, Lane (1964) reconheceu a falha nessa abordagem e afirmou que o teor de corte que maximiza o VPL não é apenas função dos parâmetros econômicos, mas também das limitações de capacidade de lavra, processamento, e refino, assim como da distribuição do teor no depósito. Lane (1964) ainda propôs um algoritmo para determinar esse teor de corte ótimo. Considere os elementos:

- Capacidade

M - Máxima capacidade de lavra por período;

C – Máxima capacidade do concentrador por período;

R – Máxima capacidade de refino por período.

- Custos

m – Custo por tonelada de material removido;

c – Custo por tonelada de material processado;

r – Custo por tonelada de material refinado;

f – Custos fixos que independem da produção, mas que cessariam com o fechamento da mina;

s – Preço de venda por unidade de produto;

y – recuperação.

- Quantidades

T – Extensão do período de produção considerado;

Q_m – Quantidade de material lavrado;

Q_c – Quantidade de minério enviado ao concentrador;

Q_r – Quantidade de produto produzido.

Lane (1964) demonstra que a expressão básica do lucro é:

$$P = (s - r)Q_r - cQ_c - mQ_m - fT$$

E que existem 6 teores de corte, sendo 3 dependentes da operação de capacidade limitante, e 3 baseados no balanço de 2 das operações.

Se a lavra for a operação limitante, então o teor de corte g é:

$$g_m = \frac{c}{y(s - r)}$$

Se a concentração for a operação limitante, então:

$$g_c = \frac{c + \frac{f}{C}}{y(s - r)}$$

Se o refino for a operação limitante, então:

$$g_r = \frac{c}{y(s - r - \frac{f}{R})}$$

Para o cálculo dos outros teores de corte é necessário saber a distribuição de teor do material lavrado, sendo g_{mc} se a lavra e o concentrador são os limitantes, g_{cr} se forem limitantes o concentrador e o refino e g_{mr} , caso lavra e refino. O teor de corte ótimo nessas situações é:

$$G_{mc} = \begin{cases} g_m, & \text{se } g_{mc} \leq g_m \\ g_c, & \text{se } g_{mc} \geq g_c \\ g_{mc}, & \text{caso contrário} \end{cases}$$

$$G_{rc} = \begin{cases} g_r, & \text{se } g_{rc} \leq g_r \\ g_c, & \text{se } g_{rc} \geq g_c \\ g_{rc}, & \text{caso contrário} \end{cases}$$

$$G_{mr} = \begin{cases} g_m, & \text{se } g_{mr} \leq g_m \\ g_r, & \text{se } g_{mr} \geq g_r \\ g_{mr}, & \text{caso contrário} \end{cases}$$

O teor de corte ótimo entre esses três será o de valor mediano.

Dagdelen (2001) afirma também que a estratégia de teor de corte para maximizar o VPL começa com um alto valor de teor nos períodos iniciais e vai gradualmente diminuindo com o passar da vida do empreendimento até atingir o teor de corte crítico, teor no qual o valor da receita do bloco é igual ao valor da despesa, ou seja, o teor em que o benefício final é zero.

2.5.4. Programação da produção

O próximo passo é o agendamento da extração, que especifica a ordem e o tempo em que a lavra dos blocos deve ocorrer, com objetivo de se maximizar o VPL. Nesse processo, algumas restrições pré-estabelecidas devem ser atendidas, como:

- Capacidades de lavra e de usina de beneficiamento;
- Restrições geotécnicas: Ângulo dos taludes da cava;
- Restrições físicas/operacionais de lavra;
- Alimentação uniforme à usina;
- Restrições de blendagem;
- Restrições de pilhas de estoque

Segundo Mathieson (1982) apud Hustrulid e Kuchta (2006), alguns dos objetivos básicos do sequenciamento da produção são: minerar um corpo mineral de certa forma que a cada ano o custo de produzir um quilograma de metal é mínimo; manter a viabilidade operacional através de adequada incorporação de espaço e acesso para os equipamentos; manter um adequado volume de minério exposto como forma de “seguro” para o caso de subestimação da reserva; adiar o quanto possível a extração de estéril e, ainda assim, propiciar uma estável taxa de produção, entre outros.

Há diversas formas de se fazer esse agendamento. Na mais simples delas, conhecida como “*Worst Case*”, figura 28, faz-se a extração bancada a bancada, do nível mais alto ao mais baixo. Apesar de ser factível, esse tipo de sequenciamento não favorece a maximização do VPL, pois se extrai muito estéril nos anos iniciais e o minério só é lavrado posteriormente.



Figura 28 – Lavra tipo ‘Worst Case’ (adaptado de WHITTLE et al., 2006).

Outra forma de agendamento conhecida é o “*Best Case*”, figura 29, no qual ocorre a lavra por *pushbacks* e há uma maior preocupação com o VPL, já que o estéril e o minério correspondente são lavrados num mesmo período. Entretanto, dependendo de quantos fatores de receita foram escolhidos, essa possibilidade não é normalmente factível por questões operacionais (largura de pushback menor que largura mínima de lavra, problema com acessos, taxa vertical de avanço muito grande).

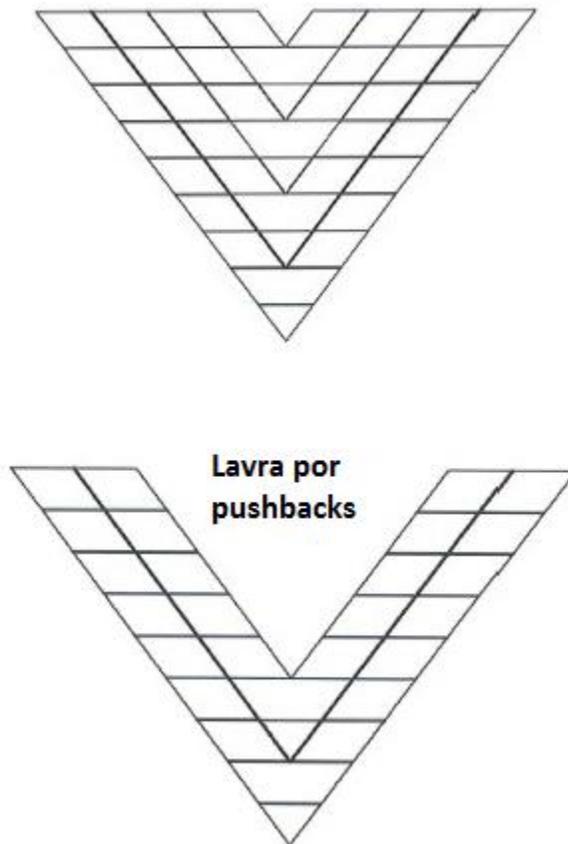


Figura 29 – Lavra tipo 'Best Case' (adaptado de WHITTLE et al., 2006)

Além disso, nesses dois tipos de sequenciamento têm-se pouco controle do ritmo de produção bem como das quantidades de minério e estéril, que são fixados pela geometria dos *pushbacks*/bancos para cada caso.

Portanto, um agendamento que seja factível e que traga bom retorno financeiro pode ser encontrado entre esses dois extremos. Na figura 30, tem-se a representação de vários cenários de sequência de lavra em relação a quantidade de metal por tonelagem lavrada. A curva indicada por 1 e 5 são o melhor e pior caso, respectivamente. As curvas 2, 3 e 4 são exemplos de cenários intermediários com possibilidades de serem escolhidos pelo planejador.

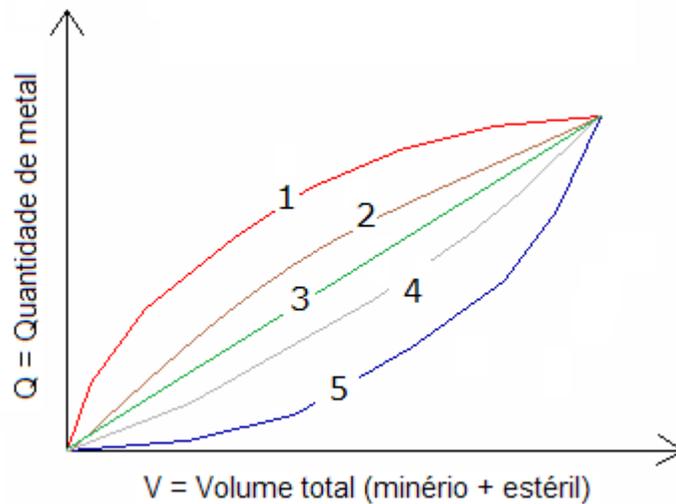


Figura 30 – Cenários de lavra (adaptado de WHITTLE et al., 2006).

O planejador é incentivado a testar vários cenários, até que se obtenha um que seja satisfatório, tanto em relação à operacionalização, quanto ao seu resultado econômico. Assim, nota-se que um bom sequenciamento é altamente dependente da experiência do planejador.

Essa técnica para solucionar o problema de programação da produção, que utiliza cavas aninhadas e *pushbacks* como auxílio, é o método conhecido como Paramétrico. Apesar de ser uma das mais utilizadas, outras técnicas têm aparecido na literatura incluindo: Programação Linear, Programação Inteira Mista, Programação Inteira Pura, Programação Dinâmica e Meta-heurísticas.

Essas técnicas foram estudadas e formuladas para resolver o problema da determinação da cava final e a programação da produção concomitantemente. Uma delas foi a proposta por Johnson (1968), que será vista adiante neste trabalho.

2.5.5. Whittle

O *Whittle* é o software de planejamento estratégico de lavra a céu aberto mais renomado na indústria mineral. Desenvolvido por Jeff Whittle em 1984, foi adquirido pela Geovia, antiga Gemcom Company, em 2001 e posteriormente pela Dassault Systems em 2012. Ele utiliza o algoritmo de Lerchs-Grossmann para determinação da cava final e é baseado na técnica de parametrização para a programação da produção.

Whittle pode ser utilizado para avaliar as oportunidades do projeto, para estudos de viabilidade, para análises de sensibilidade, análises de risco e para sequenciamento econômico de lavra de longo prazo.

2.6. Sequenciamento direto de blocos (DBS)

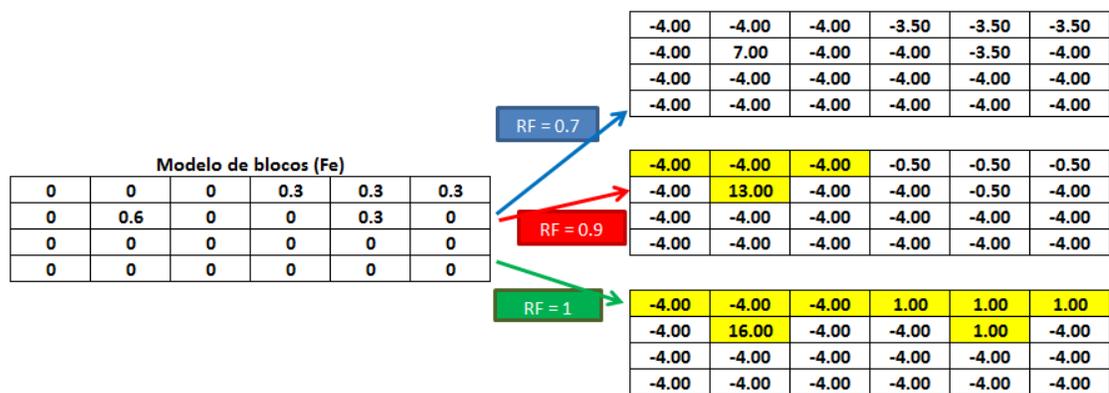
O DBS é uma técnica de programação de produção baseada na formulação matemática de Thys Johnson em 1968, que consiste na resolução de equações matemáticas, por meio de programação inteira mista (MIP²), cujo objetivo é maximizar o valor de uma variável de interesse, sujeito a restrições particulares durante o período de produção.

Essas equações matemáticas estão relacionadas ao modelo de blocos, sua variável de interesse está geralmente associada ao lucro, e suas soluções passam por responder, ao mesmo tempo, quais e quando os blocos devem ser extraídos e qual destino devem ter. Esse procedimento não é incremental, ou seja, todas as decisões são tomadas observando sua implicação nos outros períodos. Sendo assim, esse método dá ênfase à temporalidade do problema e ao custo de oportunidade, ao contrário da metodologia tradicional por cavas aninhadas.

Além disso, a metodologia tradicional apresenta outros problemas: capacidades de processamento e o valor presente líquido são considerados apenas depois da determinação de fases-bancos; múltiplos possíveis destinos de processamento para cada bloco só são considerados depois do agendamento dos blocos no tempo; e o destino dos blocos é baseado em critérios de teor de corte ao invés de critérios de capacidade, tempo e como os outros blocos são processados. Adicionalmente, a valorização dos blocos é feita a partir do pressuposto que eles serão extraídos todos no período de tempo atual, o que é falho.

A figura 31 explicita uma situação na qual o sequenciamento via “*Best Case*” não produz o sequenciamento com o melhor VPL possível, resultado esse alcançado pelo sequenciamento direto de blocos.

² MIP se refere ao termo em inglês, Mixed-Integer Programming.



"Best Case"

$$NPV = -4 + \frac{-4}{(1.1)} + \frac{-4}{(1.1)^2} + \frac{16}{(1.1)^3} + \frac{1}{(1.1)^4} + \frac{1}{(1.1)^5} + \frac{1}{(1.1)^6} + \frac{1}{(1.1)^7} = 3.46$$

DBS

$$NPV = 1 + \frac{1}{(1.1)} + \frac{1}{(1.1)^2} + \frac{1}{(1.1)^3} + \frac{-4}{(1.1)^4} + \frac{-4}{(1.1)^5} + \frac{-4}{(1.1)^6} + \frac{16}{(1.1)^7} = 4.22$$

Figura 31 - Exemplo de modelo de blocos onde há diferenças no resultado do VPL (adaptado de MORALES, 2015).

Um sequenciamento é dito possível quando ele cumpre com as restrições impostas, como ordem de extração, capacidade de lavra e de processamento, capacidade de mercado, teor de alimentação na usina, e outras limitações físicas, operacionais e legais (JOHNSON, 1968).

Devido à alta complexidade desse problema, aplicado a problemas reais de mineração com restrições de várias naturezas, sua solução não podia ser obtida com os recursos computacionais na época de Johnson. Fato é que esse problema inteiro é muito difícil de resolver devido ao: (1) grande número de blocos necessários para representar os corpos minerais; (2) horizonte de tempo extenso necessário para extrair todo o modelo; (3) milhões de variáveis e restrições existentes.

Atualmente, além de um melhor desempenho computacional existente, há também técnicas heurísticas que solucionam de modo aproximado o problema do sequenciamento de blocos. Cullenbine et al. (2011) apresentam o *Sliding Time Window Heuristic* (STWH).

Segundo os autores, essa heurística define, soluciona e fixa parcialmente um modelo tendo: (i) variáveis fixas nos períodos iniciais; (ii) um sub-modelo exato definido sob uma janela de tempo nos períodos intermediários; (iii) um sub-modelo relaxado nos períodos finais. Além de ser rápida, essa heurística produz resultados sub-ótimos, geralmente próximo ao resultado ótimo em até 2%.

Um típico STWH soluciona primeiramente um “modelo exato restrito” dentro de uma janela de tempo que compreende períodos de 1 a τ de um horizonte de tempo $T > \tau$. A heurística então fixa as soluções encontradas nas variáveis do primeiro período, move a janela para o período 2 até $\tau+1$, soluciona o modelo com horizonte de tempo $\tau+1$ com as variáveis do primeiro período fixas, fixa as variáveis do segundo período com as soluções encontradas e move novamente a janela para o período 3 até $\tau+2$. [...] Esse processo continua até que todos os períodos sejam cobertos pela janela de tempo. O usuário pode querer solucionar um “modelo global” com a janela cobrindo todos os T períodos, mas esse modelo é simplesmente muito difícil de se resolver (CULLENBINE et al., 2011).

Outra heurística relevante é a conhecida como “TopoSort” apresentada por Chicoisne et al. (2012). Esse é um método de decomposição para solucionar a relaxação linear do problema quando há apenas uma restrição de capacidade por período.

A metodologia proposta consiste em três etapas: Primeiramente, a relaxação do programa linear do problema do agendamento de blocos é solucionada com uma nova decomposição chamada de *critical multiplier algorithm*. Esse algoritmo requer que só haja uma restrição de recurso por período. Segundo, uma heurística de arredondamento é aplicada na solução fracional obtida. Essa heurística é baseada em ordenação topológica. Terceiro, é aplicada uma heurística de busca em vizinhança para melhorar a qualidade das soluções obtidas pela heurística de arredondamento (CHICOISNE et al., 2012).

2.6.1. Considerações necessárias

Segundo Johnson (1968), as seguintes considerações devem ser levadas em conta para que se obtenha o modelo matemático:

- O depósito mineral pode ser dividido em um número finito de unidades extrativas denominados blocos, de forma que os produtos da extração, concentração e refino possam ser descritos em termos dessas unidades.
- Todos os blocos possuem o mesmo tamanho. (não obrigatório, mas facilita o modelamento).
- Há uma relação de um-para-um entre a remoção de um bloco que está restrito e seus blocos restringentes.

- É possível descrever a sequência possível de extração, consistente com a geometria desejada do pit, de uma forma que é precisamente conhecida, a qualquer momento, quais blocos devem ser removidos anteriormente à um bloco específico.
- As restrições de capacidade de lavra, processamento, teores e condições operacionais, legais e gerenciais devem ser expressas como relações lineares de volume.
- É possível atribuir valores de custos, receita, volumes e outros dados de acordo com o necessário para a relação acima.

A devida discussão e explicação de cada consideração pode ser encontrada com mais detalhe em Johnson (1968).

2.6.2. Modelamento matemático para o problema de multidestinos e multiperíodos

Em 1968, Johnson apresentou pela primeira vez um modelo exato de otimização para a solução do problema do agendamento de blocos de lavra à céu aberto. Na época, foi um grande avanço por incorporar os elementos tempo e destino ao modelo. Entretanto, lamentavelmente, sua formulação tinha um inconveniente: as variáveis eram linearmente contínuas, o que causava a possibilidade de extração de frações de bloco e de situações nas quais blocos eram extraídos sem a extração total dos blocos acima. Isso gerava a existência de porções de blocos suspensos no ar, o que é irreal (OSANLOO et al., 2008).

Sem embargo, o espírito do modelo se tornou uma importante referência por ser o primeiro a incorporar decisões de extração, processamento e tempo simultaneamente. Também considera o valor do dinheiro no tempo, diferentes tipos de processamento e a estratégia do teor de corte dinâmico.

Ele definiu variáveis que descrevem a quantidade e tipo de material extraído de cada bloco, bem como o método e o período de extração. Em seu modelo, é considerado restrições de precedência e várias restrições de capacidade, incluindo: (i) disponibilidade por tipo de equipamento, (ii) capacidade de manejo de estéril, (iii) capacidade de estoque, (iv) capacidade de plantas, (v) tempo de desmonte, (vi) limites inferiores e superiores de volume de material extraído devido às restrições legais, de alimentação de planta e de mercado, entre outras (CHICOISNE et al., 2012).

A formulação matemática de Johnson (1968) é apresentada resumidamente a seguir (OSANLOO et al., 2008):

Maximizar:

$$\sum_{t=1}^T \sum_{m=1}^M \sum_{i=1}^N C_i^{tm} TB_i x_i^{tm} \quad (1)$$

Sujeito à:

$$G_{min}^{tm} \leq (\sum_{i=1}^N g_i TB_i x_i^{tm} / \sum_{i=1}^N TB_i x_i^{tm}) \leq G_{max}^{tm} \quad \forall t, \forall m \quad (2)$$

$$PC_{min}^{tm} \leq \sum_{i=1}^N TB_i x_i^{tm} \leq PC_{max}^{tm} \quad \forall t, \forall m \quad (3)$$

$$MC_{min}^t \leq \sum_{i=1}^N \sum_{m=1}^M TB_i x_i^{tm} \leq MC_{max}^t \quad \forall t \quad (4)$$

$$\sum_{t=1}^T \sum_{m=1}^M x_i^{tm} = 1 \quad \forall i \quad (5)$$

$$\sum_{m=1}^M x_b^{tm} - \sum_{r=1}^t \sum_{m=1}^M x_l^{rm} \leq 0 \quad \forall t, \forall b \text{ e } \forall l \in \Gamma_b \quad (6)$$

$$0 \leq x_i^{tm} \leq 1 \quad \forall t, \forall b \text{ e } \forall m \quad (7)$$

Onde:

T = número máximo de períodos;

N = número máximo de blocos a ser agendado;

i = índice do bloco ($i=1, 2, \dots, N$);

C_i^{tm} = lucro resultante, por unidade de massa, em extrair o bloco i no período t e processado como m ;

x_i^{tm} = a proporção do bloco i a ser extraído no tempo t e processado como m ;

g_i = o teor médio do bloco i ;

TB_i = tonelagem total do bloco i ;

$G_{min}^{tm}, G_{max}^{tm}$ = teor mínimo e máximo do material m enviado ao processamento no período t ;

$PC_{min}^{tm}, PC_{max}^{tm}$ = capacidade mínima e máxima de processamento do material m em qualquer período;

MC_{min}^t, MC_{max}^t = capacidade mínima e máxima de lavra em qualquer período;

b = o índice de um bloco lavrado no tempo t ;

m = material ou tipo de processamento (ex. minério=1, estéril =2, ...M);

l = contador para $l \in \Gamma_b$;

Γ_b = conjunto de índices definido para o bloco b . Consiste nos índices dos blocos que devem ser removidos antes da extração do bloco b .

A equação (1) é a função objetivo, que visa maximizar o somatório dos valores econômicos da massa extraída em todos os períodos t enviada a qualquer processo m . A restrição (2) representa os teores mínimo e máximo permitidos do material a ser enviado ao processo m no tempo t . As restrições (3) e (4) dizem respeito às capacidades mínima e máxima de processamento e lavra, respectivamente. Já a equação (5) garante que um material lavrado seja agendado apenas uma vez. A restrição (6) representa a precedência geométrica: para se extrair o bloco b no tempo t , deve-se extrair os blocos l precedentes a ele no tempo t ou antes. Por último, a restrição (7) garante que, caso a parcela do bloco seja extraída, essa ocorra apenas uma vez.

Devido às suas falhas, o modelo de Johnson foi sendo modificado. CHICOISNE et al. (2012) apresentam uma versão moderna, mostrado a seguir. Seja b o índice do bloco pertencente ao conjunto de blocos B , D o conjunto de possíveis destinos de processamento, e T o número de períodos de tempo. Nele x_{bdt} representa a fração do bloco b enviado ao destino d no tempo t ou antes (essa variável representa a porção cumulativa até o período t , a diferença de x_{bdt} e $x_{b,d,t-1}$ representa, portanto, o material considerado apenas no tempo igual a t), p_{bdt} representa o lucro obtido por unidade do bloco b enviado ao destino d no tempo t , a_{bdtr} representa a quantidade de recurso r consumido no tempo t por unidade de bloco b enviado ao destino d , e c_{rt} representa a quantidade de recurso r disponível no tempo t .

Maximizar:

$$\sum_{b \in B} \sum_{d=1}^D \sum_{t=1}^T p_{bdt} (x_{bdt} - x_{b,d,t-1}) \quad (I)$$

Sujeito à:

$$\sum_{d=1}^D \sum_{b \in B} a_{bdtr} (x_{bdt} - x_{b,d,t-1}) \leq c_{rt} \quad \forall r \in R, \forall t \quad (II)$$

$$\sum_{t=1}^T \sum_{d=1}^D (x_{bdt} - x_{b,d,t-1}) \leq 1 \quad \forall b \in B \quad (\text{III})$$

$$x_{bdt} \leq x_{adt} \quad \forall (a,b) \in A, \forall t, \forall d \quad (\text{IV})$$

$$x_{b,d,t-1} \leq x_{bdt} \quad \forall b \in B, \forall t, \forall d \quad (\text{V})$$

$$x_{bd0} = 0 \quad \forall b \in B, \forall d \quad (\text{VI})$$

$$0 \leq x_{bdt} \leq 1 \quad \forall b \in B, \forall d \quad (\text{VII})$$

Assim, a equação (I) representa o objetivo, que é maximizar o lucro proveniente das frações dos blocos, (II) garante que as restrições de capacidade sejam respeitadas, (III) garante que as frações sejam agendadas apenas uma vez, (IV) é a restrição de precedência, onde o conjunto A é o conjunto de arcos tal que fração do bloco b só pode ser extraída após a fração do bloco a , (V) garante que, por serem variáveis cumulativas, x_{bdt} seja maior que $x_{b,d,t-1}$, (VI) comprova que não há nenhuma porção extraída no tempo $t=0$, e finalmente, (VII) representa a possibilidade da porção ser extraída ou não.

2.6.3. *Minelink, Doppler e BOS2*

O *Minelink* é uma plataforma criada pelo laboratório de planificação mineira DELPHOS, localizado na Universidade do Chile, que contém rotinas, estrutura de dados e modelos de otimização para o planejamento e o sequenciamento da produção de lavra. Seu objetivo é ajudar no desenvolvimento de algoritmos nessa área ao prover um conjunto de ferramentas de fácil manipulação, flexível, eficiente e com capacidade de expansão. Desenvolvida em C++, *Minelink* também pode ser acessado através de *wrappers* em Python, de forma que seja possível interagir e expandir a plataforma. Um exemplo relevante de estrutura do *Minelink* é a chamada *Precedence*, responsável pela geração das restrições geométricas no que se refere aos ângulos de talude.

Outro módulo muito importante do *Minelink* é o *BOS2M (Blending Optimization Sequencing and Scheduling Multi-destination)*, ferramenta para a execução do sequenciamento ótimo a nível de blocos. Além de fornecer a possibilidade de solucionar um problema via Programação Inteira Mista (MIP), algumas heurísticas também estão implementadas, como o

Sliding Time Window e o *Toposort*, ambos comentados anteriormente. Algumas das considerações contempladas no problema de sequenciamento são:

- Restrições de ângulos de talude
- Restrições de capacidade para cada componente do sistema
- Restrições de blendagem
- Multi-destinos
- Estoque

O modelamento matemático do sequenciamento da produção está implementado no *BOS2M* da seguinte maneira:

Maximizar:

$$\sum_{b \in B} \sum_{d \in D} \sum_{t \in T} p_{bdt} y_{bdt} \quad (\text{A})$$

Sujeito à:

$$\sum_{s \leq t} x_{bt} \leq \sum_{s \leq t} x_{b's} \quad \forall b \in B, b' \in B_b, t \in T \quad (\text{B})$$

$$x_{bt} = \sum_{d \in D} y_{bdt} \quad \forall b \in B, t \in T \quad (\text{C})$$

$$\sum_{t \in T} x_{bt} \leq 1 \quad \forall b \in B \quad (\text{D})$$

$$R_{rt}^- \leq \sum_{b \in B, d \in D} q_{bdr} y_{bdt} \leq R_{rt}^+ \quad \forall r \in R, t \in T \quad (\text{E})$$

$$a^- \leq A_y \leq a^+ \quad (\text{F})$$

$$y_{bdt} \in \{0, 1\} \quad \forall b \in B, d \in D, t \in T \quad (\text{G})$$

$$x_{bdt} \in \{0, 1\} \quad \forall b \in B, t \in T \quad (\text{H})$$

Seja B o conjunto de blocos, B_b o subconjunto de blocos predecessores do bloco $b \in B$, D o conjunto de destinos, R o conjunto de recursos necessários para a extração e processo dos blocos, e T o conjunto de períodos. Um lucro p_{bdt} é obtido pela extração e processamento no destino $d \in D$ do bloco b no período $t \in T$, enquanto q_{bdr} é a quantidade de recurso r usado para extrair o bloco b

e processá-lo no destino $d \in D$. R_{rt}^- é a capacidade mínima e R_{rt}^+ a capacidade máxima do recurso r no período t . São definidas as variáveis binárias $x_{bt} = 1$, caso o bloco b seja extraído no período t , e $y_{bdt} = 1$ caso o bloco b seja enviado ao destino d no período t .

A equação (A) é a função objetivo, que visa maximizar o somatório dos valores de cada bloco enviado ao destino D . A equação (B) representa a restrição de precedência geométrica: para se extrair o bloco b no tempo t , primeiro deve-se extrair os blocos b' do conjunto precedente à b em um tempo s , inferior ou igual a t . Através da equação (C), todo bloco extraído deve ser enviado a um destino. A equação (D) garante que um bloco seja agendado somente em um período no máximo. A restrição de capacidade mínima e máxima dos recursos existentes é representada pela equação (E), enquanto a equação (F) corresponde às restrições gerais de limites inferiores e superiores, como em uma restrição de blindagem, por exemplo. As equações (G) e (H) garantem que as variáveis x_{bt} e y_{bdt} sejam binárias, isto é, que um bloco ou é extraído inteiramente ou não e, caso seja, seja enviado a só um destino.

Doppler é o programa de interface do *Minelink*, responsável por fazer a interação do usuário com a plataforma de estrutura de dados mais fácil e previsível. Além disso, fornece os resultados de forma gráfica e espacial, ao fornecer uma visualização 3D.

3. METODOLOGIA E DESENVOLVIMENTO

O desenvolvimento desse trabalho consiste em, com o mesmo modelo de blocos e sob os mesmos parâmetros, aplicar tanto a metodologia do sequenciamento direto de blocos quanto a metodologia tradicional para a resolução do planejamento de lavra de uma mina a céu aberto a ser lavrada pelo método de bancadas. Por ser um software consolidado na indústria, *Whittle* foi o escolhido para ser utilizado como representante do planejamento tradicional. Utilizando a metodologia DBS, o programa *Doppler* foi utilizado. Depois, os projetos foram operacionalizados e ainda se realizou o planejamento anual para o primeiro quinquênio, ambas etapas realizadas pelo software de mineração *Deswik*.

Nota-se que essa dissertação foi integralmente desenvolvida no *Laboratório de Planificación Minera – DELPHOS* – e no Laboratório de Planejamento de Lavra do DEMIN – UFOP. Todos os programas utilizados possuem licenças oficiais disponibilizadas em pelo menos um desses laboratórios.

A figura 32 exemplifica a metodologia do trabalho.

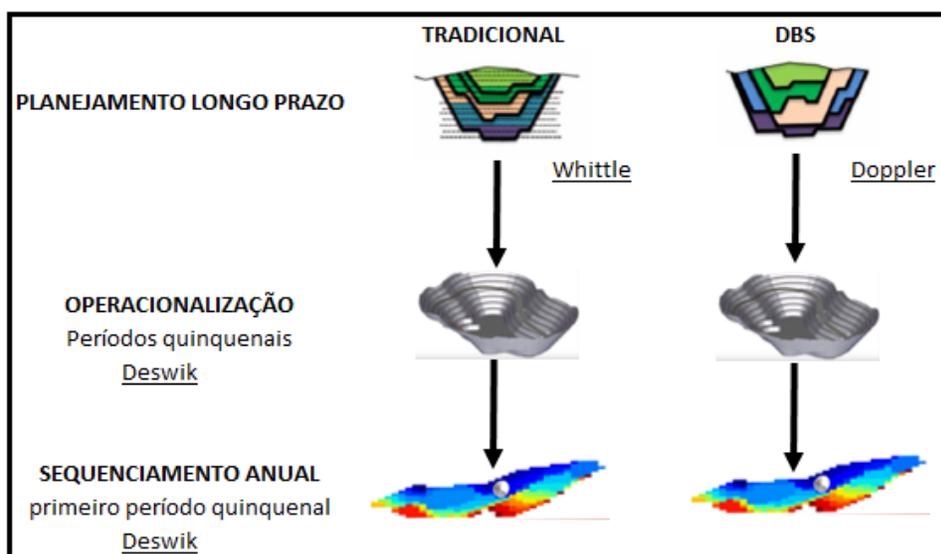


Figura 32 - Metodologia a ser desenvolvida.

3.1. Modelo de Blocos

O modelo de blocos deste trabalho representa uma mina de minério de ferro real brasileira, que já se encontra em operação e produção. No modelo, há características das dimensões dos blocos, localização, tonelagem, e teores de ferro e contaminantes como sílica, alumínio e fósforo.

À priori, o desenvolvimento do trabalho iria dar-se com o uso do modelo original, denominado A, tabela 1. Entretanto, por ser um modelo muito grande e complexo, a metodologia DBS apresentou problemas em relação à sua resolução em tempo hábil, como será visto na seção de resultados. Portanto, reblockou-se o modelo A, dando origem aos modelos B e C. Este último, mais leve, foi o escolhido para dar sequência ao trabalho com a operacionalização, sequenciamento anual e posterior comparação com os resultados do planejamento convencional. Todos os casos têm as mesmas coordenadas de origem, $(x,y,z) = (667580, 7803295, 715)$. A tabela 1 mostra as características de cada modelo.

Tabela 1 - Casos de modelo trabalhados.

MODELO	DIMENSÃO	# BLOCOS
A	12.5x12.5x10	1.147.840
B	25x25x10	291.901
C	50x50x20	38.172

3.2. Parâmetros do estudo de caso

Os parâmetros técnico-econômicos aplicados podem ser visualizados na tabela 2.

Tabela 2 - Parâmetros do projeto.

Taludes	Azimute	Ângulo
	0 - 120	45°
	120 - 240	35°
	240 - 360	30°
Capacidade (MTPA)	Lavra	Processamento
	55	36.5
Possíveis Destinos	Planta de beneficiamento	Pilha de estéril
Recuperação na Planta	90%	
Preço Ferro (U\$/ton)	70	
Custo de Venda (U\$/ton)	18.13	
Custo de Processo (U\$/ton)	9.45	
Custo de Lavra (U\$/ton)	4.5	

Além disso, para a geração dos arcos de precedência, utilizou-se a regra prática recomendada por Whittle et al. (2006):

$$NB = \frac{\max(x, y) \times 8}{z}$$

Sendo,

NB = número de bancos considerados para a geração dos arcos;

Max(x,y) = o maior comprimento entre o valor de x e de y;

Z = comprimento de z

3.3. Visualização do estudo de caso

Utilizando o programa *Doppler*, é possível visualizar espacialmente qualquer característica contida do modelo de blocos. As figuras 33, 34, 35 e 36 mostram espacialmente a distribuição do teor de ferro em vista isométrica, em seção YZ, seção XZ e XY respectivamente.

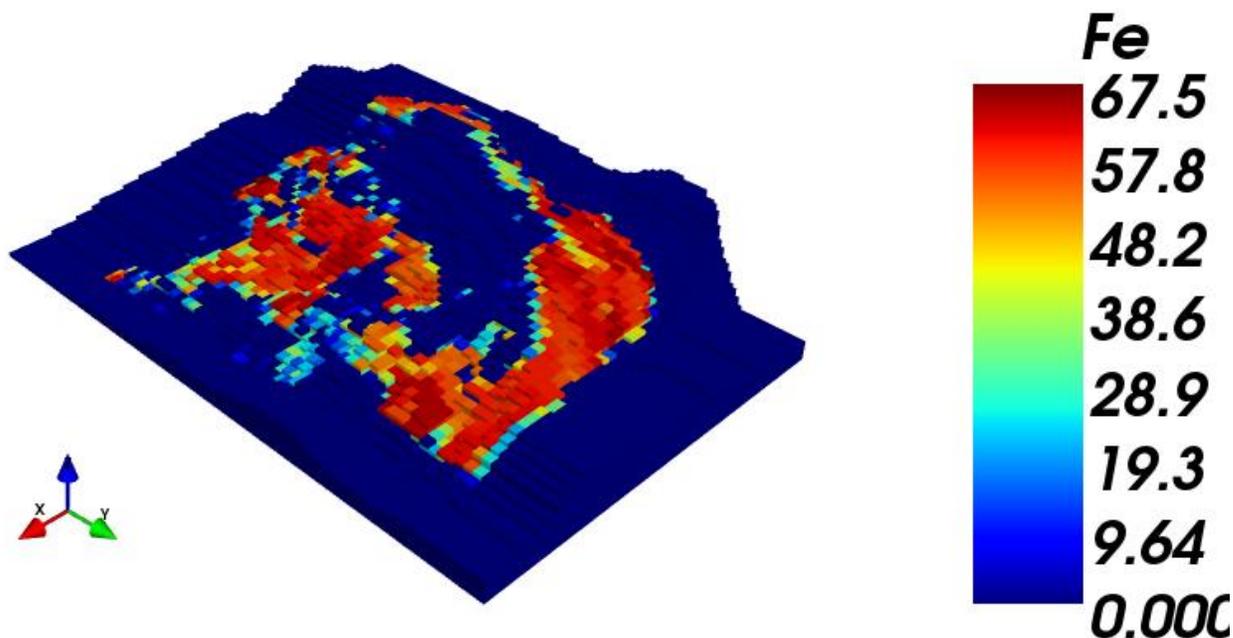


Figura 33 - Distribuição de ferro, vista isométrica, com legenda do teor de ferro.

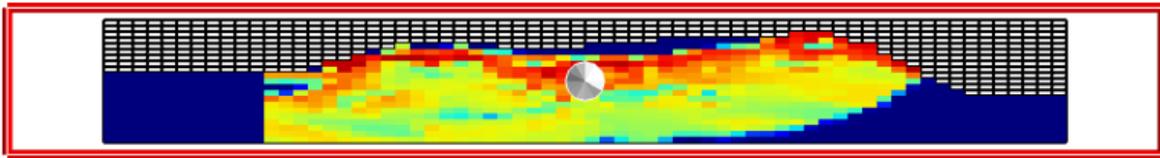


Figura 34 - Distribuição de ferro, seção YZ.

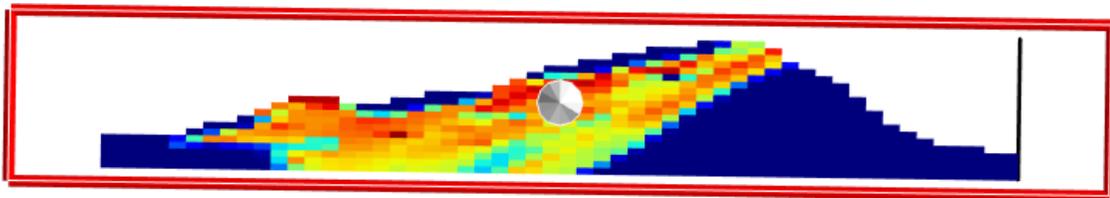


Figura 35 - Distribuição de ferro, seção XZ.

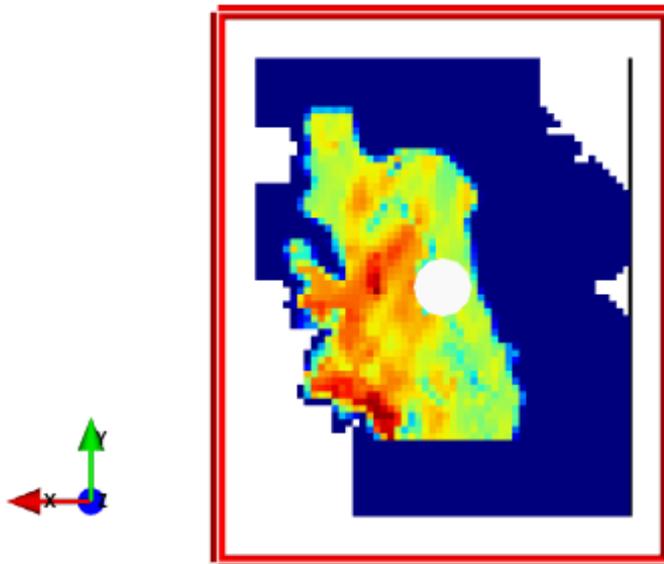


Figura 36 - Distribuição de ferro, seção XY.

3.4. Planejamento estratégico

O planejamento estratégico é importante para os estudos de viabilidade econômica e de orçamento. É ele que determina o valor do empreendimento, definindo as áreas de lavra viáveis e a sequência em que os recursos devem ser lavrados a longo prazo.

3.4.1. Whittle

O software mais renomado pela indústria mineral no planejamento estratégico é o *Whittle*. Após dar entrada com o modelo de blocos no programa, definiu-se algumas configurações necessárias, como dimensões dos blocos, limites, orientação e origem do modelo e formato das unidades reportadas. Em seguida, foi configurado as restrições existentes do projeto, bem como os parâmetros econômicos. O próximo passo foi definir o cenário operacional, visando obter um agendamento com resultados satisfatórios: Para a definição de cava ótima, aplicou-se como fator de receita sobre o preço do minério de ferro um intervalo de valor entre 0,6 e 1,0, com incrementos de 0,01. Assim, foram geradas 42 cavas aninhadas, contendo tonelagem de minério, estéril, relação estéril-minério, teor médio de Fe, entre outras informações. A figura 37 mostra esse gráfico *pit-by-pit*.

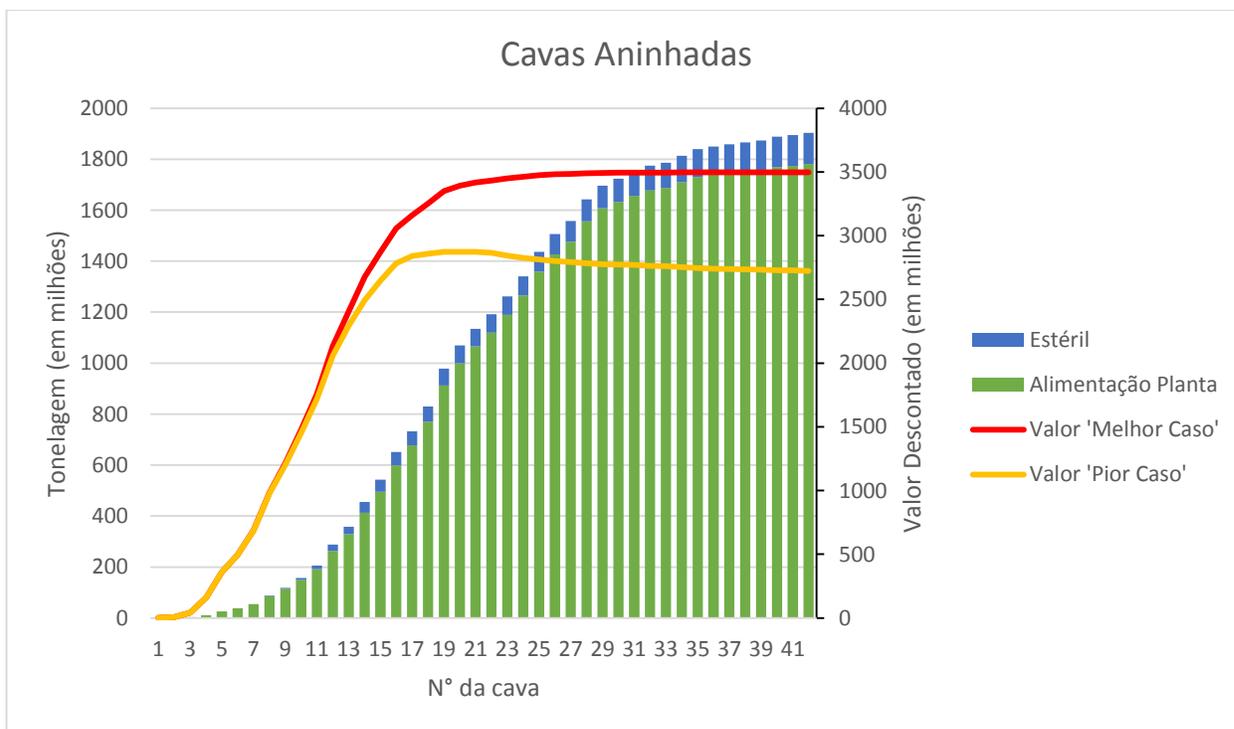


Figura 37- Comparação entre as cavas otimizadas geradas por *Whittle*.

Nas figuras 38 e 39 pode-se ver como seria a programação da produção dos dois tipos de sequenciamento, ‘Pior caso’ e ‘Melhor caso’, respectivamente. O que se observa claramente é que no pior caso de lavra se tem períodos de remoção de estéril desnecessariamente adiantados e no melhor caso de lavra a irregularidade na produção de estéril.

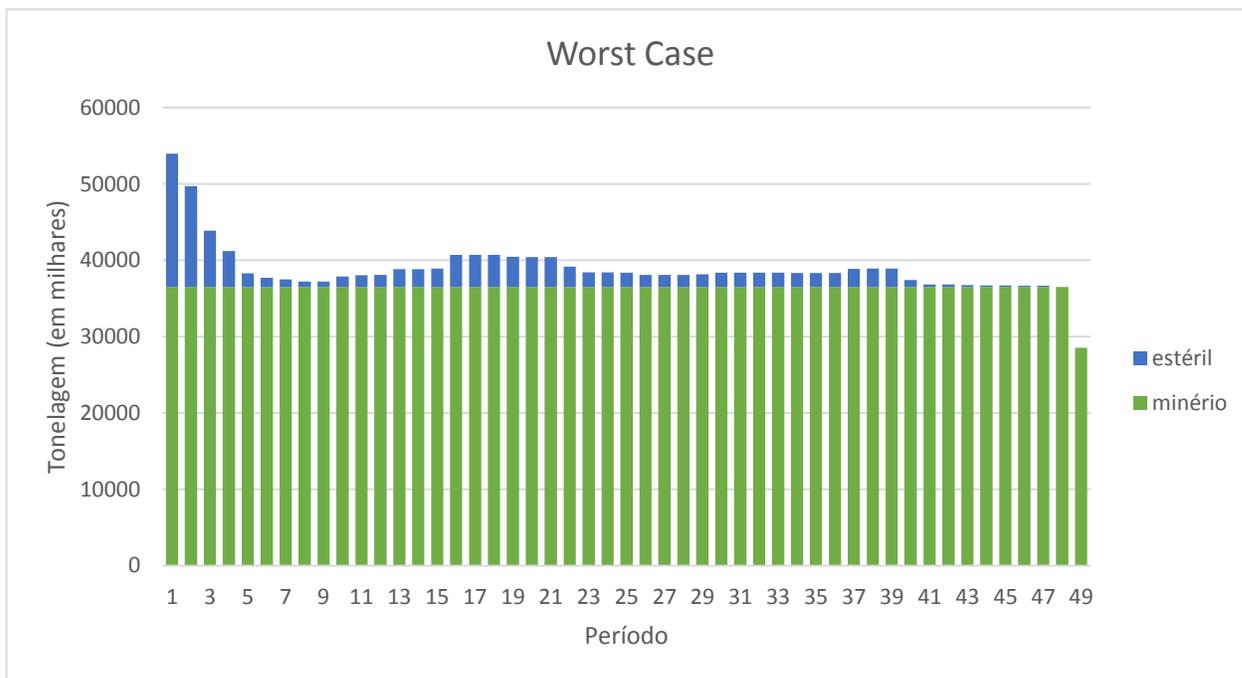


Figura 38 – Programa de produção – Pior Caso.

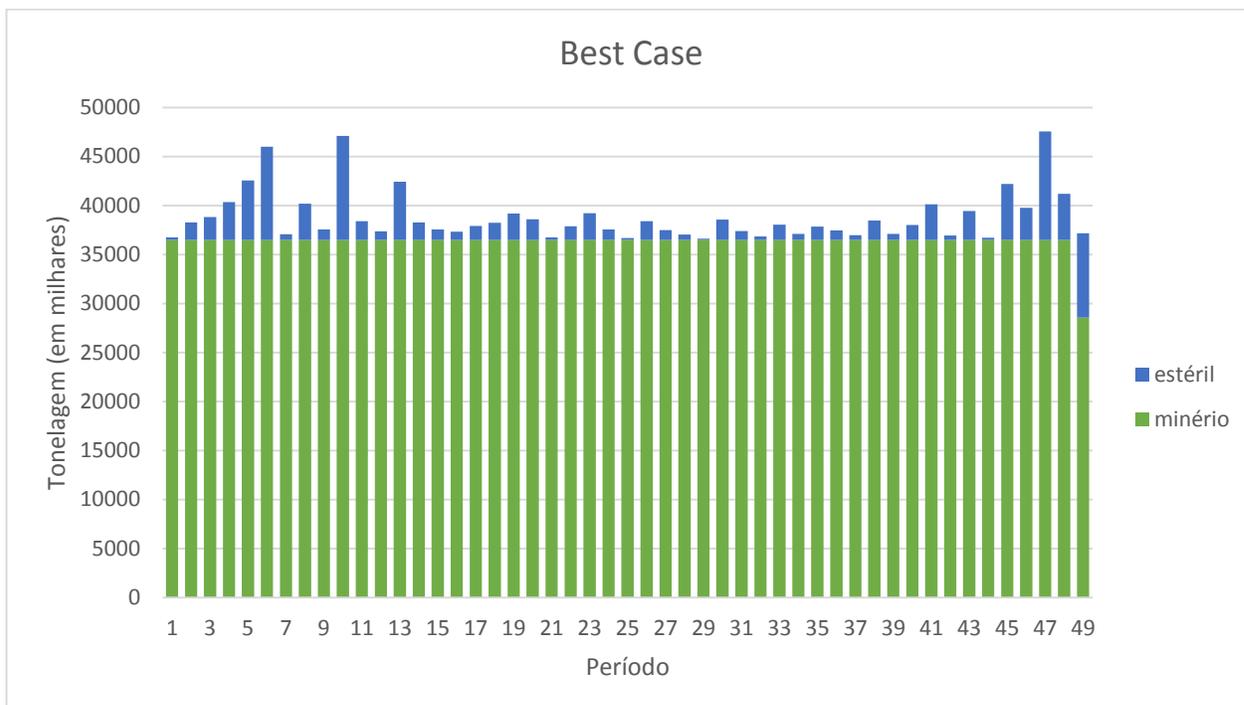


Figura 39 – Programa de produção – Melhor Caso.

Os programas de produção gerados para estes casos (sequências de lavra extremas), são pouco realistas. Procurou-se então um caso intermediário em que o programa de produção proporcione uma sequência de lavra que atenda de forma satisfatória às necessidades operacionais sem comprometer os fluxos de caixa da empresa. Para a definição desses casos específicos, há que se escolher primeiramente um subconjunto de *pushbacks*. Esse processo é subjetivo e requer tentativa e erro até que se encontre um resultado satisfatório. Após fazer análises de vários conjuntos de *pushbacks* e de cava final, chegou-se ao conjunto de cavas (9, 13, 15, 21, 25, 28) com a cava final sendo a de número 28.

Feito isso, deve-se escolher o algoritmo para a solução do sequenciamento da produção, como o Milawa NPV, Milawa Balanced ou Fixed Lead, algoritmos implementados no programa *Whittle*. As figuras 40 e 41 apresentam os resultados dos dois primeiros.

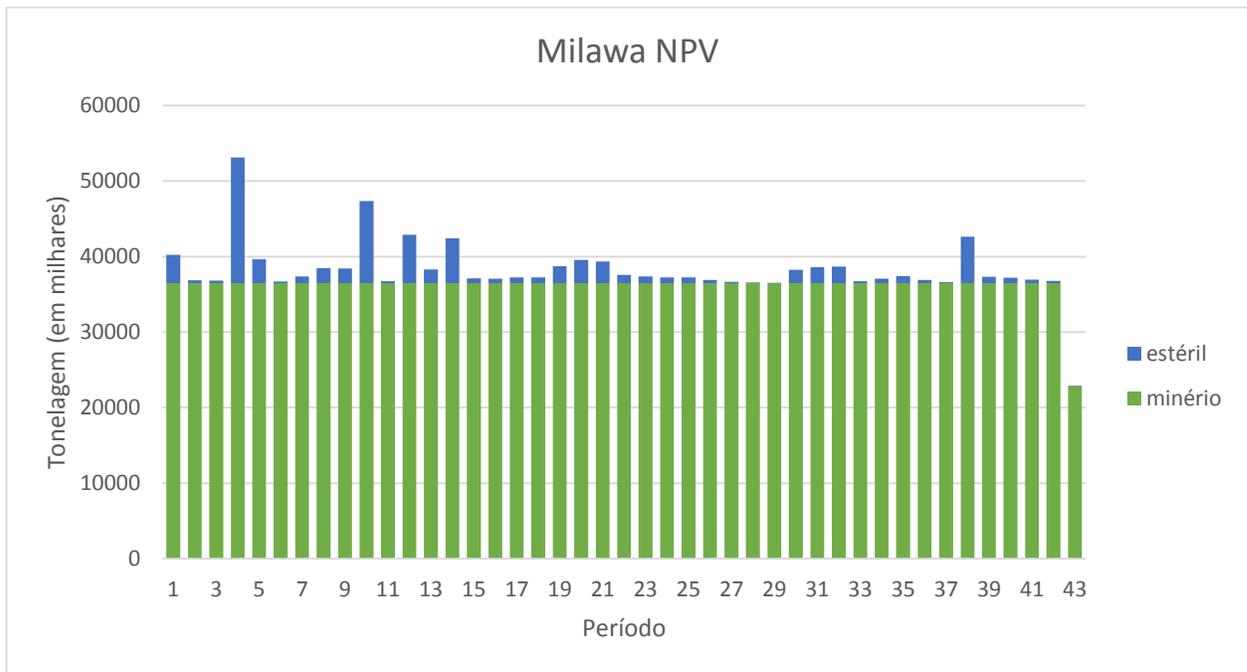


Figura 40 - Programa produção com algoritmo Milawa NPV.

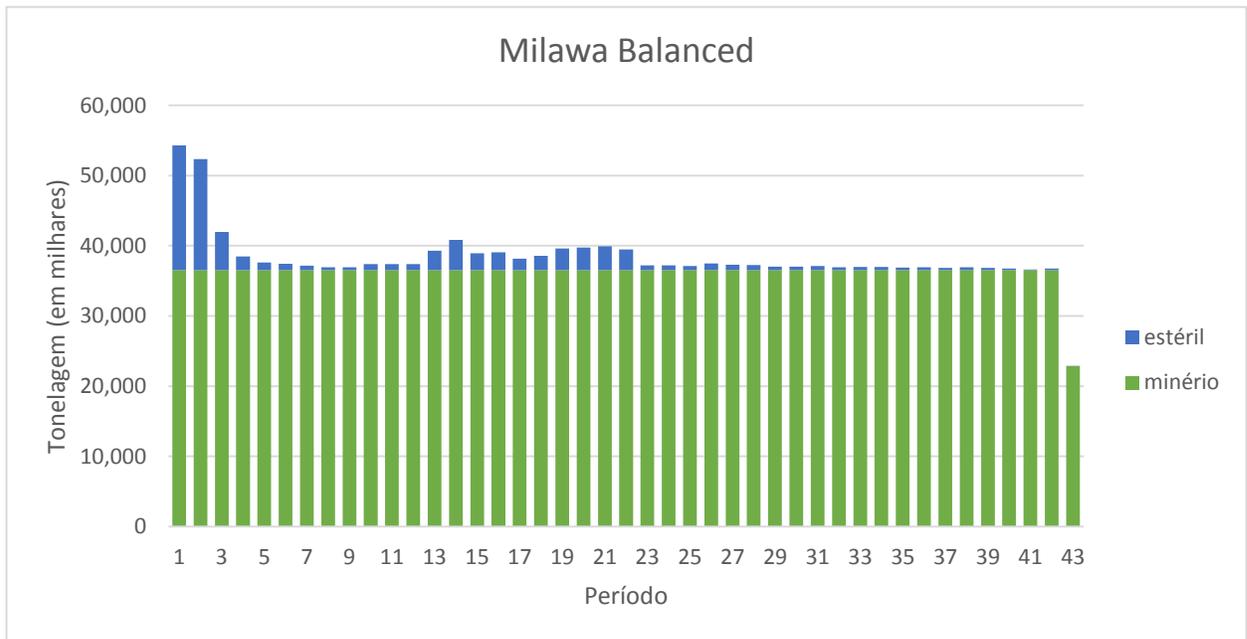


Figura 41 – Programa produção com algoritmo Milawa Balanced.

O algoritmo Milawa NPV é mais semelhante ao que faz o *BOS2M* no sentido de sempre tentar otimizar o valor do VPL. Já o algoritmo Milawa Balanced tenta otimizar a utilização dos recursos mineiros. Como o objetivo aqui é realizar um planejamento que seja o mais próximo

possível do que é feita na indústria, mantendo tanto a alimentação da usina quanto a lavra de estéril o mais uniforme possível, optou-se por utilizar o Milawa Balanced. A planilha com os resultados pode ser vista na seção de resultados e discussões deste trabalho.

3.4.2. *Doppler*

O *Doppler* é o programa de interface com o usuário que contém o módulo *BOS2M*, responsável pela execução da técnica do sequenciamento direto de blocos. Seu manuseio é bem mais simples, automático e independente do planejador que o *Whittle*. O primeiro passo consiste em adicionar o modelo de blocos no programa. Pode-se visualizar espacialmente todas as características do modelo, assim como obter estatísticas simples, como teor médio de Fe, histograma dos teores, curvas de tonelagem/teor, etc. Caso seja necessário adicionar alguma variável ao modelo, seja ela uma constante ou dependente de outra variável já existente, é possível fazer isso no próprio programa.

O próximo passo é executar o *slope precedence*, responsável por garantir que a extração dos blocos de níveis inferiores estejam dependentes da retirada de blocos acima deles. Isso foi realizado de acordo com os parâmetros já mencionados.

Em seguida, ativa-se o módulo *BOS2M*. Nesta fase, decide-se qual algoritmo será utilizado para solução do problema: pode-se usar a programação inteira mista (MIP) ou heurísticas como o *TopoSort* e *Sliding Time Window*. Também é necessário completar o campo MIP Gap, que é um parâmetro do desvio aceitável entre o resultado da solução obtida e o da solução otimizada.

Para esse caso utilizou-se as duas heurísticas: *TopoSort*, aplicando-se um MIP Gap de 0.05 e uma taxa de desconto de 10%; e o algoritmo *Sliding Time Window*, com tamanho de janela e passo iguais a 1.

Para finalizar, é necessário especificar os destinos possíveis dos blocos juntamente com a variável de valor relacionada a eles, e suas capacidades máximas e mínimas de cada período, se existir. Nesse trabalho, os destinos possíveis eram Planta de Beneficiamento e Pilha de Estéril.

Os resultados da execução podem ser vistos na seção Resultados e Discussões deste trabalho.

3.5. Operacionalização das cavas finais

A cava matemática final ótima escolhida e gerada pelo *Whittle* e a cava final proposta pelo *BOS2M* foram exportadas para um software de desenho e foram operacionalizadas de acordo com os parâmetros apresentados na tabela 3. A operacionalização consistiu no traçado de pés e cristas dos bancos, das rampas de acesso, bermas de segurança, etc. que permitem desenvolver segura e eficientemente as operações de lavra.

Tabela 3 – Parâmetros geométricos aplicados na operacionalização.

		Azimute(°)	Face(°)
		Bancada	Ângulos de face
120-240	45		
240-360	40		
Rampa	Altura(m)	20	
	Berma(m)	10	
	Largura(m)	30	
	Gradiente(%)	10	
	Raio de curvatura(m)	20	

Foram realizadas algumas operacionalizações, de modo que as que apresentaram a maior aderência com as cavas matemáticas foram selecionadas para dar prosseguimento.

Em seguida, definiu-se períodos de lavras quinquenais, ou seja, as cavas finais no período de 5, 10, 15, 20, 25, 30, 35 e 40 anos e operacionalizou-se e sequenciou-se apenas a cava dos 5 primeiros anos, pois esse período já é o suficiente para fornecer resultados comparativos quanto a viabilidade do planejamento tático proveniente do DBS.

3.6. Sequenciamento anual do primeiro quinquênio

Com a operacionalização da cava do primeiro quinquênio de lavra sugerido pelos softwares *BOS2M* e *Whittle*, prosseguiu-se com o sequenciamento anual no software *Deswik*. Esses agendamentos foram feitos com grande preocupação em respeitar parâmetros operacionais de lavra: acesso a bancos mais próximos da rampa e níveis de bancada superiores foram considerados no momento de se definir as prioridades de lavra. Outras restrições consideradas foram: máximo número de recursos de escavação, sua taxa de lavra e utilização e número máximo de frentes de

lavra, como visto na tabela 4. Para criação de dependências, utilizou-se restrições de ângulo de face e o objetivo final era de se manter a taxa de lavra em 55 MTPA, sendo 36,5 MTPA enviados à planta de processamento.

Tabela 4 – Restrições do planejamento tático.

Parâmetro	Valor
Número de escavadeiras	4
Taxa de lavra (ton/hr)	1570
Utilização	100%
Frentes de lavra máx.	4

4. RESULTADOS E DISCUSSÕES

4.1. Do Planejamento estratégico

4.1.1. Whittle

Como resultado do planejamento estratégico realizado no *Whittle*, tem-se a tabela 5, que explicita, a cada ano, a quantidade de minério e estéril extraído, a relação estéril-minério (REM), o teor de ferro alimentado na usina e os fluxos de caixa não-descontado e descontado, resultante deste plano.

Tabela 5 – Plano de produção de lavra – *Whittle*.

Período	Minério (ton.) x1000	Estéril (ton.) x1000	REM	Teor Fe (%) alimentação da planta	Fluxo Caixa x1000	Fluxo Caixa (descontado) x1000
1	36.500	17.789	0,49	50,41	269.786	245.260
2	36.500	15.857	0,43	48,79	250.894	207.350
3	36.500	5.475	0,15	50,22	321.837	241.801
4	36.500	1.951	0,05	44,60	241.932	165.243
5	36.500	1.104	0,03	47,47	294.696	182.983
6	36.500	944	0,03	49,13	323.794	182.773
7	36.500	665	0,02	49,35	328.652	168.650
8	36.500	420	0,01	49,53	332.932	155.315
9	36.500	420	0,01	49,53	332.932	141.196
10	36.500	868	0,02	48,50	313.379	120.821
11	36.500	895	0,02	48,49	313.023	109.713
12	36.500	879	0,02	55,09	425.561	135.597
13	36.500	2.800	0,08	52,61	374.630	108.517
14	36.500	4.339	0,12	52,67	368.701	97.091
15	36.500	2.422	0,07	53,95	399.153	95.554
16	36.500	2.546	0,07	50,92	347.033	75.525
17	36.500	1.647	0,05	42,04	199.703	39.510
18	36.500	2.046	0,06	41,93	196.103	35.271
19	36.500	3.106	0,09	43,71	221.594	36.232
20	36.500	3.257	0,09	39,98	157.347	23.389
21	36.500	3.443	0,09	42,22	194.679	26.307
22	36.500	2.969	0,08	43,67	221.503	27.211
23	36.500	724	0,02	51,80	370.173	41.340
24	36.500	689	0,02	47,90	303.892	30.853
25	36.500	593	0,02	48,16	308.775	28.499
26	36.500	955	0,03	43,69	231.016	19.384
27	36.500	810	0,02	42,62	213.387	16.277
28	36.500	726	0,02	42,34	209.065	14.497

29	36.500	515	0,01	42,45	211.809	13.352
30	36.500	512	0,01	42,53	213.124	12.214
31	36.500	590	0,02	42,58	213.730	11.135
32	36.500	449	0,01	42,78	217.682	10.310
33	36.500	491	0,01	42,81	218.070	9.389
34	36.500	469	0,01	42,89	219.509	8.592
35	36.500	370	0,01	43,22	225.634	8.029
36	36.500	442	0,01	43,28	226.346	7.322
37	36.500	336	0,01	43,76	234.951	6.910
38	36.500	450	0,01	42,29	209.365	5.597
39	36.500	337	0,01	40,58	180.760	4.393
40	36.500	245	0,01	40,37	177.577	3.924
41	36.500	103	0	39,93	170.704	3.429
42	36.500	230	0,01	40,37	177.672	3.244
43	22.842	15	0	40,97	118.121	2.032
TOTAL	1.555.842	85.893	0,06	45.67	11.081.226	2.882.031

Com esse plano de produção, temos um total de aproximadamente 1,56 bilhões de toneladas de minério e 86 milhões de toneladas de estéril, correspondendo a 1,64 bilhões de material movimentado em 43 anos. O valor presente líquido desse projeto seria de 2,88 bilhões de dólares.

4.1.2. Doppler

As grandes vantagens desse método, nota-se, são que o programa gera todos os resultados necessários após uma única etapa de execução e a independência de análises gráficas pelo planejador, o que significa, teoricamente, em um menor tempo de resolução do problema.

A figura 42 apresenta os resultados fornecidos pelos algoritmos por período de extração (já excluídos aqueles blocos que não são lavrados) e mostra os blocos discriminados por destinos: os azuis são aqueles que serão enviados à planta de processamento, enquanto os vermelhos serão destinados à pilha de estéril.

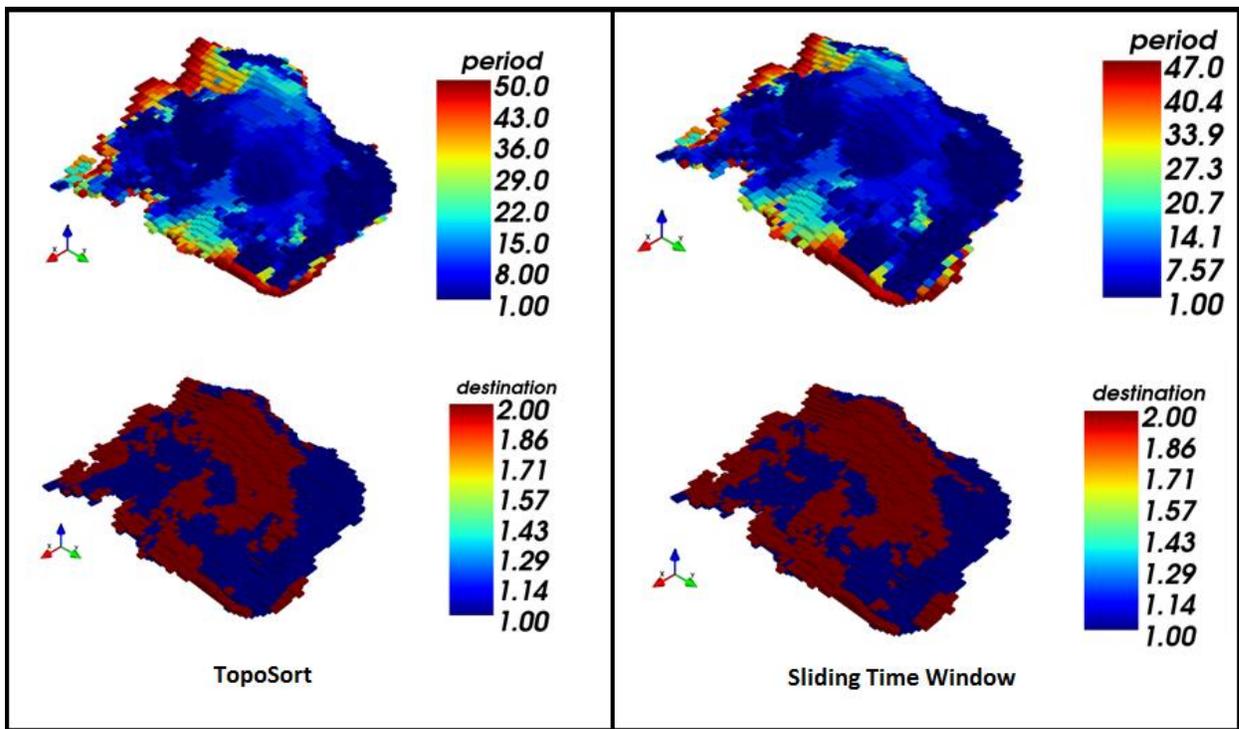


Figura 42 - Blocos por período de lavra e destinos de cada algoritmo.

Nota-se que há uma certa diferença visual nos resultados fornecidos por essas duas heurísticas. A heurística *Toposort* apresenta um *life-of-mine* maior e mais blocos enviados à usina de planta de beneficiamento. Com esse sequenciamento gerado, pode-se graficar a tonelagem lavrada por período. Nas figuras 43 e 44, as colunas em verde e azul são a quantidade de minério e estéril extraídos, respectivamente.

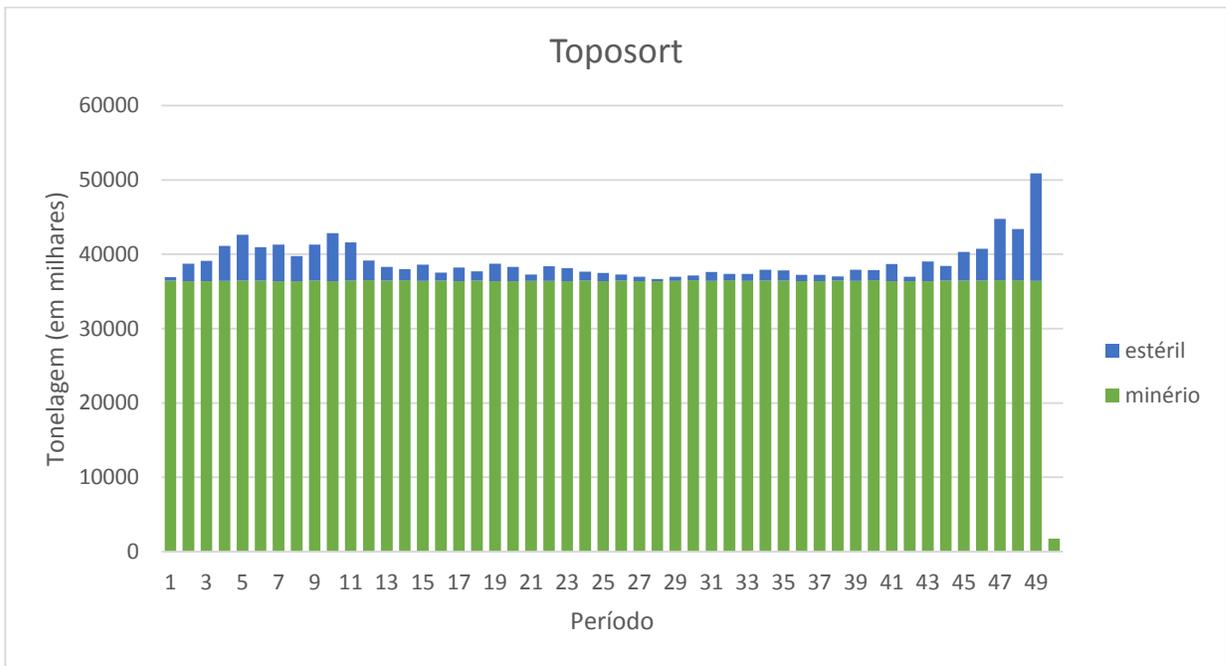


Figura 43 – Programa de produção com algoritmo Toposort.

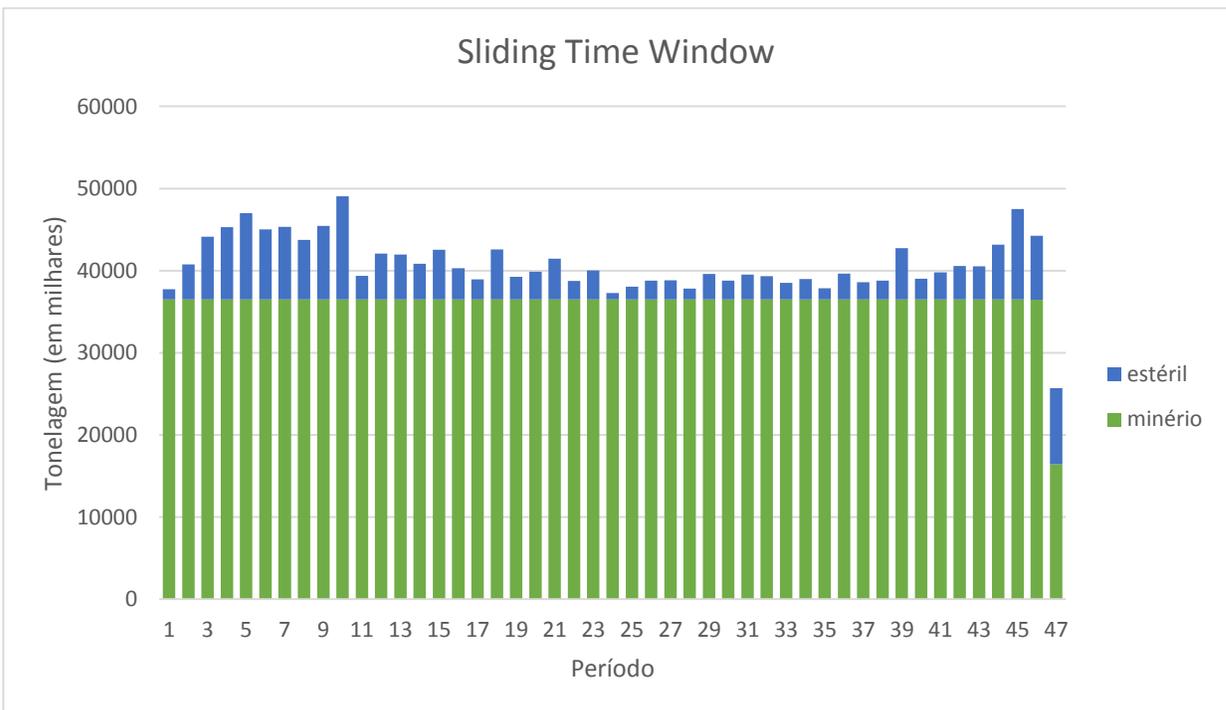


Figura 44 - Programa de produção com algoritmo STWH.

As tabelas 6 e 7 mostram os planos de produção gerados pelos algoritmos *Toposort* e *Sliding Time Window*, respectivamente. Essas tabelas contém os mesmos elementos da tabela do

plano de produção fornecido por *Whittle*, exceto pelo teor de ferro que, nesse caso, corresponde ao teor lavrado. Esse é um output *default* do programa que, infelizmente, não pode ser alterado pelo usuário.

Tabela 6 – Plano de produção da lavra – Toposort.

Período	Minério (ton)	Estéril (ton)	REM	Teor Fe (%)		Fluxo Caixa (descontado)
				lavrado	Fluxo Caixa	
1	36,477,637	440,762	0.01	60.00	521,811,224	474,373,840
2	36,364,809	2,371,234	0.07	54.34	462,082,696	381,886,525
3	36,365,961	2,731,953	0.08	52.51	435,104,646	326,900,560
4	36,401,012	4,707,949	0.13	48.68	399,472,116	272,844,831
5	36,472,762	6,169,910	0.17	47.15	395,059,132	245,300,639
6	36,470,945	4,493,121	0.12	47.45	372,258,071	210,129,976
7	36,364,871	4,924,660	0.14	46.57	360,687,038	185,089,482
8	36,395,222	3,368,988	0.09	47.20	347,176,028	161,960,179
9	36,482,089	4,822,168	0.13	45.33	338,769,488	143,671,333
10	36,362,945	6,477,191	0.18	44.56	345,599,448	133,243,548
11	36,451,055	5,128,590	0.14	44.50	323,558,970	113,405,445
12	36,497,406	2,651,770	0.07	46.18	316,253,235	100,768,027
13	36,478,011	1,824,934	0.05	46.07	304,235,932	88,126,313
14	36,496,281	1,504,867	0.04	46.07	297,361,781	78,304,651
15	36,423,566	2,186,941	0.06	44.82	286,824,438	68,663,490
16	36,451,952	1,098,312	0.03	45.50	281,519,666	61,266,882
17	36,383,608	1,839,363	0.05	44.37	272,701,546	53,952,547
18	36,474,984	1,212,551	0.03	44.80	269,193,496	48,416,816
19	36,393,558	2,357,941	0.06	43.20	256,401,528	41,923,699
20	36,378,531	1,912,969	0.05	43.69	260,582,365	38,733,908
21	36,403,878	885,027	0.02	43.90	248,342,613	33,558,679
22	36,402,417	1,978,972	0.05	42.89	244,375,030	30,020,488
23	36,377,300	1,760,371	0.05	42.52	236,824,991	26,448,179
24	36,443,609	1,208,070	0.03	42.87	235,888,044	23,948,675
25	36,392,461	1,117,324	0.03	42.67	230,440,411	21,268,728
26	36,455,476	821,441	0.02	42.66	226,534,393	19,007,471
27	36,391,995	564,750	0.02	42.05	213,248,463	16,266,099
28	36,393,675	281,352	0.01	42.33	214,701,459	14,888,118
29	36,408,081	569,719	0.02	41.62	206,244,515	13,001,532
30	36,493,855	669,258	0.02	41.29	200,264,868	11,476,890
31	36,440,558	1,190,566	0.03	40.29	191,070,022	9,954,497
32	36,495,976	868,766	0.02	40.22	184,309,879	8,729,366
33	36,425,671	931,539	0.03	39.76	176,824,121	7,613,474
34	36,474,660	1,440,234	0.04	39.45	174,767,496	6,840,839
35	36,465,042	1,379,359	0.04	38.62	163,636,796	5,822,869
36	36,378,773	834,898	0.02	38.80	162,638,343	5,261,218
37	36,366,362	883,601	0.02	38.58	156,556,986	4,604,083

38	36,467,062	554,957	0.02	38.65	154,233,763	4,123,419
39	36,415,249	1,495,094	0.04	37.46	144,965,721	3,523,308
40	36,487,675	1,376,738	0.04	37.26	137,243,958	3,032,395
41	36,391,906	2,305,555	0.06	35.50	121,312,816	2,436,725
42	36,373,628	621,859	0.02	37.07	128,738,966	2,350,808
43	36,370,746	2,665,039	0.07	35.64	122,864,646	2,039,583
44	36,468,566	1,954,625	0.05	35.39	111,243,986	1,678,798
45	36,467,457	3,830,547	0.11	33.78	104,535,598	1,434,146
46	36,458,718	4,285,879	0.12	32.79	89,445,515	1,115,565
47	36,495,250	8,261,066	0.23	30.06	70,133,829	795,191
48	36,489,421	6,928,250	0.19	29.59	53,004,545	546,342
49	36,442,148	14,435,594	0.40	25.39	17,200,296	161,174
50	1,742,645	0	0.00	39.44	7,771,529	66,202
TOTAL	1,786,867,464	128,326,626	0.07	41.73	11,576,016,441	3,510,977,552

Tabela 7 – Plano de produção da lavra – STWH.

Período	Minério (ton)	Estéril (ton)	REM	Teor Fe (%)		Fluxo Caixa (descontado)
				lavrado	Fluxo Caixa	
1	36,499,809	1,247,395	0.03	59.89	531,701,066	483,364,605
2	36,499,844	4,268,125	0.12	54.50	488,269,218	403,528,280
3	36,499,785	7,639,703	0.21	51.84	478,267,542	359,329,483
4	36,499,613	8,813,547	0.24	48.96	445,307,650	304,151,117
5	36,495,836	10,494,730	0.29	46.15	418,933,233	260,124,578
6	36,498,039	8,525,375	0.23	47.24	405,561,573	228,928,935
7	36,499,336	8,853,773	0.24	46.45	388,879,004	199,556,418
8	36,498,082	7,239,656	0.20	46.94	369,787,034	172,508,381
9	36,499,800	8,969,160	0.25	45.27	373,204,028	158,274,939
10	36,499,703	12,544,023	0.34	42.65	361,322,660	139,305,527
11	36,499,070	2,889,066	0.08	47.51	335,958,547	117,751,421
12	36,498,699	5,585,574	0.15	45.90	333,500,007	106,263,380
13	36,496,566	5,458,308	0.15	45.52	320,660,800	92,884,012
14	36,497,952	4,352,421	0.12	44.37	293,598,767	77,313,732
15	36,490,414	6,058,046	0.17	45.15	313,495,460	75,048,321
16	36,498,039	3,816,172	0.10	44.54	289,465,855	62,996,204
17	36,496,363	2,437,890	0.07	44.08	265,977,106	52,622,152
18	36,494,183	6,078,297	0.17	43.27	284,211,858	51,118,001
19	36,499,867	2,744,746	0.08	43.63	265,308,379	43,380,040
20	36,498,750	3,367,613	0.09	43.60	260,683,371	38,748,922
21	36,499,382	4,949,019	0.14	42.15	255,566,620	34,534,863
22	36,496,793	2,244,250	0.06	43.14	244,382,105	30,021,358
23	36,497,785	3,512,312	0.10	42.24	242,884,441	27,124,887
24	36,498,672	776,281	0.02	43.45	236,291,379	23,989,624

25	36,498,472	1,550,785	0.04	42.60	228,539,063	21,093,241
26	36,499,492	2,289,808	0.06	42.23	225,173,948	18,893,322
27	36,497,672	2,340,851	0.06	41.82	219,456,382	16,739,625
28	36,499,636	1,324,719	0.04	41.31	204,682,801	14,193,391
29	36,496,136	3,105,625	0.09	40.22	200,947,076	12,667,585
30	36,499,613	2,287,492	0.06	40.32	192,799,566	11,049,064
31	36,499,937	3,030,386	0.08	39.64	187,054,045	9,745,270
32	36,497,808	2,830,804	0.08	39.47	181,123,948	8,578,472
33	36,499,640	2,032,847	0.06	39.13	172,116,149	7,410,764
34	36,496,562	2,478,203	0.07	38.51	166,086,156	6,501,030
35	36,496,937	1,352,437	0.04	38.76	160,525,643	5,712,161
36	36,499,800	3,140,425	0.09	37.84	157,867,575	5,106,887
37	36,498,925	2,111,918	0.06	37.96	150,178,511	4,416,502
38	36,499,539	2,294,590	0.06	37.33	139,855,011	3,739,005
39	36,492,808	6,247,562	0.17	34.98	132,200,032	3,213,045
40	36,495,277	2,508,367	0.07	37.18	133,871,614	2,957,884
41	36,496,367	3,315,781	0.09	35.21	120,351,147	2,417,409
42	36,497,062	4,087,394	0.11	34.60	114,691,385	2,094,296
43	36,497,656	4,016,113	0.11	34.03	102,255,202	1,697,462
44	36,497,804	6,660,769	0.18	31.63	83,140,283	1,254,681
45	36,489,687	10,996,015	0.30	29.29	64,102,071	879,430
46	36,467,566	7,770,816	0.21	28.51	32,408,696	404,202
47	16,453,855	9,234,266	0.56	23.27	3,372,436	38,237
TOTAL	1,695,320,632	219,873,458	0.13	41.73	11,576,016,441	3,703,672,141

Analisando os resultados visuais e das tabelas, a heurística STWH fornece um melhor VPL pois estabelece um teor de corte superior, ou seja, abre mão de processar blocos com valores positivos mais à superfície, para ter acesso mais rápido aos blocos mais ricos profundos, o que também resulta em menor *life-of-mine*. Com esse projeto, teríamos 1,92 bilhões de material movimentado ao longo de 50 anos com um VPL de 3,51 bilhões de dólares (*Toposort*) ou 3,70 bilhões de dólares em 47 anos (*STWH*).

4.1.3. Comparações

Com a execução das diferentes metodologias no planejamento estratégico, fez-se uma comparação dos resultados fornecidos pelo *BOS2M* – TopoSort, *BOS2M* – STWH e *Whittle*, vistos na tabela 8. Nesse caso, utilizando-se um computador de 128GB de memória RAM, o tempo de processamento computacional para a resolução pelos algoritmos STWH e TopoSort foram de aproximadamente 3 horas.

Tabela 8 - Comparativo dos resultados por metodologia.

	Cava Final - Modelo C			
	BOS2M - STWH	BOS2M - Toposort	WHITTLE ('Melhor Caso')	WHITTLE (Caso Específico)
Tonelagem Total (t) (x10⁹)	1.92	1.92	1.90	1.64
Minério (t)(x10⁹)	1.7	1.79	1.78	1.56
Valor \$(x10¹⁰)	1.16	1.16	1.16	1.11
VPL \$(x10⁹)	3.70	3.51	3.50	2.88
Vida útil (anos)	47	50	49	43

Os resultados fornecidos pelas diferentes heurísticas implementadas no *BOS2M* são diferentes. Entretanto, nota-se, através da tabela, que ambos apresentam melhores resultados que o chamado “melhor caso” do *Whittle*.

Na seção de metodologia e desenvolvimento afirma-se que o modelo de blocos utilizado para se realizar as comparações seria aquele denominado de modelo C, reblocado dos modelos A e B. Na verdade, os outros modelos também foram testados para se realizar as comparações, utilizando o mesmo computador. Por limitações de tempo de processamento computacional, no caso B, apenas o algoritmo TopoSort foi usado (necessitando-se um tempo de 2 dias para solução), e no caso A não foi possível obter nenhuma solução em tempo viável (nenhum resultado foi fornecido antes de 2 semanas). A tabela 9 apresenta os resultados consolidados.

Tabela 9 - Comparativo consolidado dos resultados por modelo.

	Cava Final - MODELO C		Cava Final - MODELO B		Cava Final - MODELO A	
	BOS2M - Toposort	WHITTLE (Best Case)	BOS2M - Toposort	WHITTLE (Best Case)	BOS2M - Toposort	WHITTLE (Best Case)
Tonelagem Total (t) (x10⁹)	1.92	1.90	1.96	1.95	-	1.97
Minério (t)(x10⁹)	1.79	1.78	1.76	1.75	-	1.75
Valor \$(x10¹⁰)	1.16	1.16	1.23	1.23	-	1.26
VPL \$(x10⁹)	3.51	3.50	3.78	3.75	-	3.84
Vida útil (anos)	50	49	49	48	-	48

Percebe-se que, nos modelos B e C, o VPL fornecido pelo *BOS2M* é maior que o “melhor caso” do *Whittle*. Poderíamos esperar o mesmo com o modelo A, não fosse a dificuldade em obter a solução em tempo viável. Para se ter uma noção comparativa dos resultados entre os modelos reblocados, uma solução com os 20 primeiros períodos pôde ser obtida (2 semanas de execução para o caso A) para todos os casos, e visualiza-se a seguir na tabela 10. Fica evidente por essa tabela que os 20 primeiros anos de um projeto são grandes responsáveis pelo VPL total gerado.

Tabela 10 - Comparativos dos modelos restringido por um período de 20 anos.

	20 períodos - MODELO C	20 períodos - MODELO B	20 períodos - MODELO A
	BOS2M - Toposort	BOS2M - Toposort	BOS2M - Toposort
Tonelagem Total (t) (x10⁹)	0.85	0.83	0.84
Minério (t)(x10⁹)	0.73	0.73	0.73
Valor \$(x10¹⁰)	0.72	0.74	0.76
NPV Best Case \$(x10⁹)	3.23	3.49	3.57

Voltando às comparações entre o *Whittle* e o *BOS2M* na execução do planejamento estratégico, nota-se uma desvantagem do *BOS2M* ao filtrar e analisar os blocos sequenciados ano-a-ano. É perceptível que, devido à falta de restrições operacionais implementados no programa, os blocos se encontram dispersos pelo modelo, dificultando ou até mesmo inviabilizando as operações. A figura 45 mostra períodos distintos: enquanto o ano 15 mostra uma certa agregação dos blocos, o ano 11 revela blocos dispersos impossíveis de serem lavrados por questões operacionais.

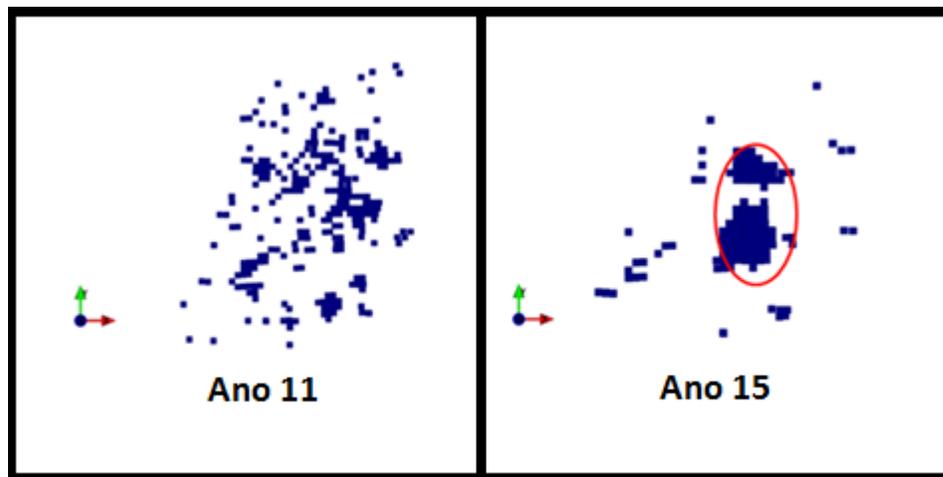


Figura 45 - Blocos sequenciados por ano.

Caso o programa fornecesse a opção de inserir parâmetros operacionais como avanço máximo horizontal e vertical, largura mínima de praças de trabalho e largura mínima de fundo de cava, uma simples operacionalização com a inserção de rampas de acesso e um sequenciamento a menor prazo já seria suficiente para se ter o planejamento da produção completo.

Como isso ainda não está implementado no *BOS2M*, o trabalho de operacionalização se torna mais complexo. Dessa forma optou-se por dividir o projeto em períodos quinquenais e fazer a operacionalização e o planejamento da produção anual apenas para o primeiro período quinquenal.

4.2. Das operacionalizações

No software de desenho *Deswik*, procedeu-se com a operacionalização das cavas. A cava final operacionalizada do resultado *Whittle* é menor por ter menor vida útil e apresentou aderência de 95,4%, enquanto a aderência da cava final do *BOS2M* foi de 97,7%, tendo uma vida útil maior. Esses resultados são considerados satisfatórios, atribuindo-se a diferença existente principalmente à inserção de rampas de acesso. Nas figuras 46 e 47, pode-se ver os desenhos das cavas finais proposta por *Whittle* e *BOS2M*, respectivamente.

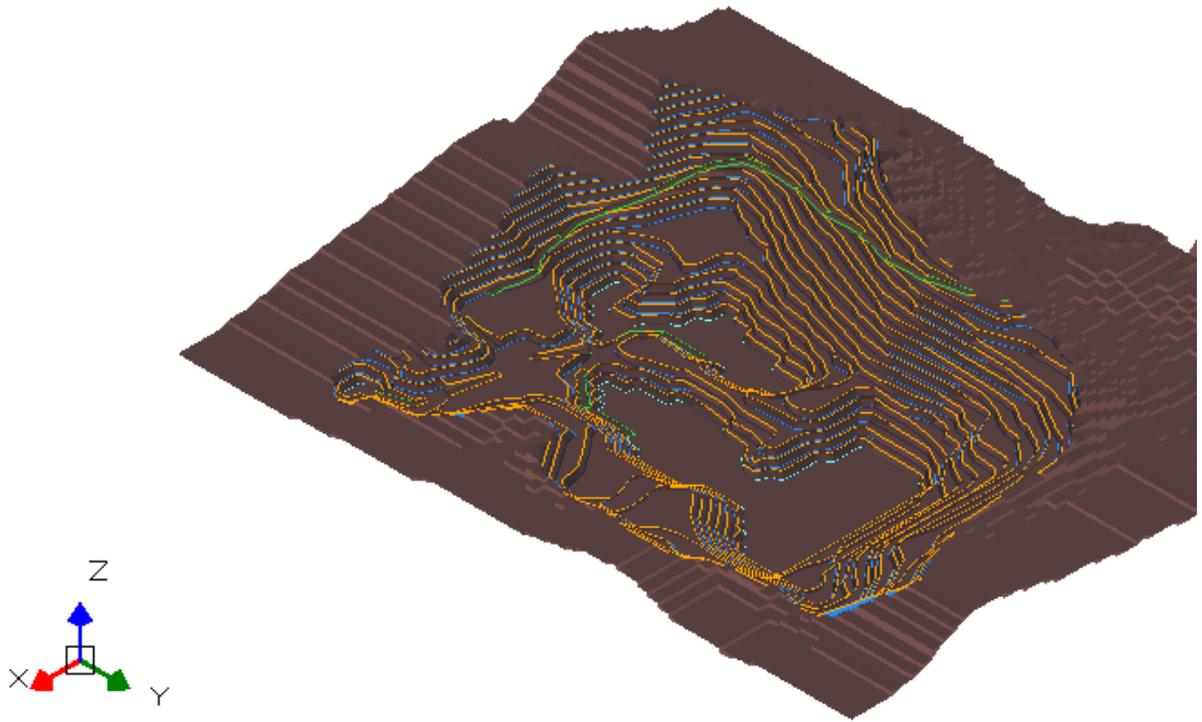


Figura 46 - Pit Final *Whittle* operacionalizado.

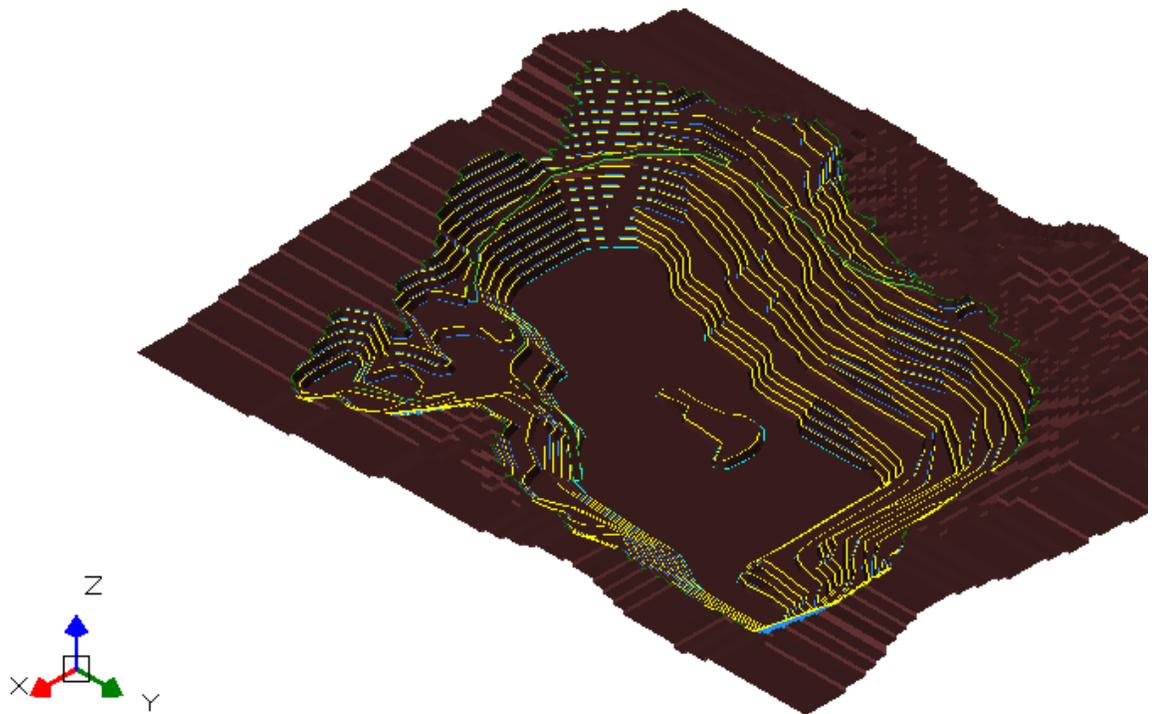


Figura 47 - Pit Final *BOS2M* operacionalizado.

4.3. Do sequenciamento anual do primeiro quinquênio

4.3.1. *Whittle*

Apesar de não se ter tido problemas para a operacionalização das cavas finais geradas tanto por *Whittle*, quanto por *BOS2M*, quando consideramos pequenos períodos, o *Whittle*, por ser baseado em cavas aninhadas, apresenta um resultado naturalmente mais fácil de ser operacionalizado. A região a ser lavrada nos 5 primeiros anos pode ser vista na figura 48, enquanto a cava resultante dessa lavra é vista na figura 49.

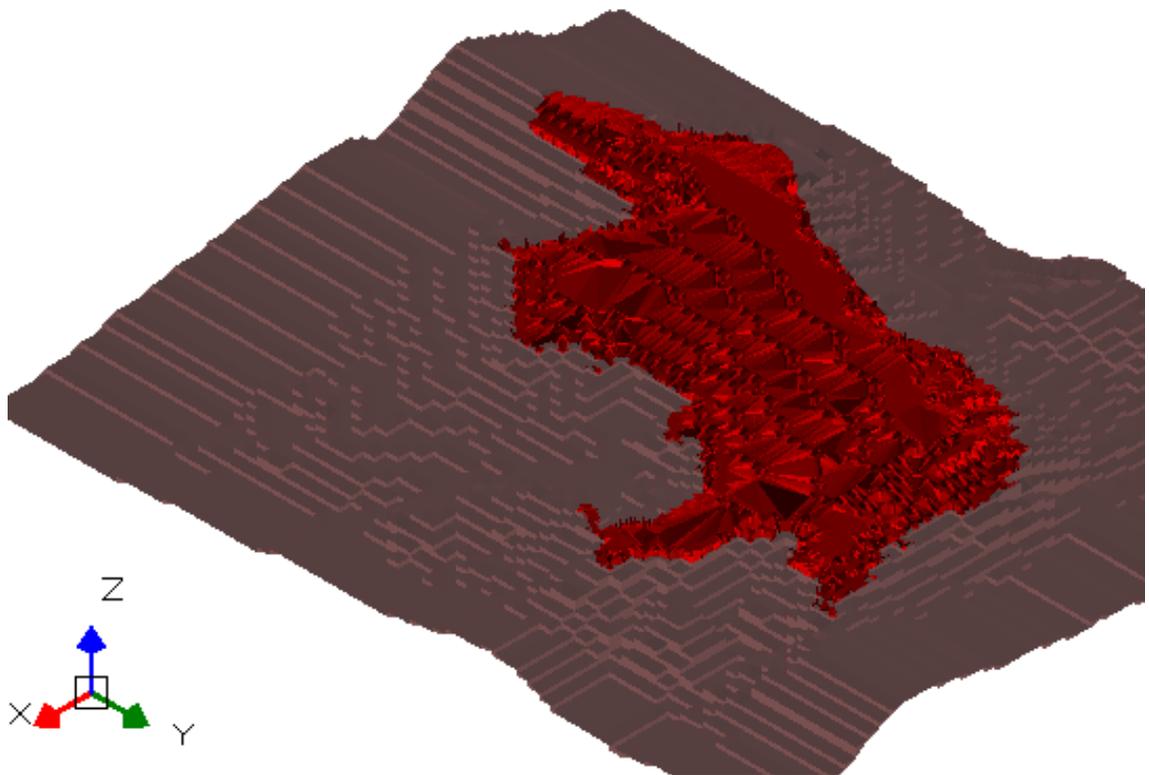


Figura 48 – Em vermelho, região a ser lavrada nos primeiros 5 anos proveniente de *Whittle*.

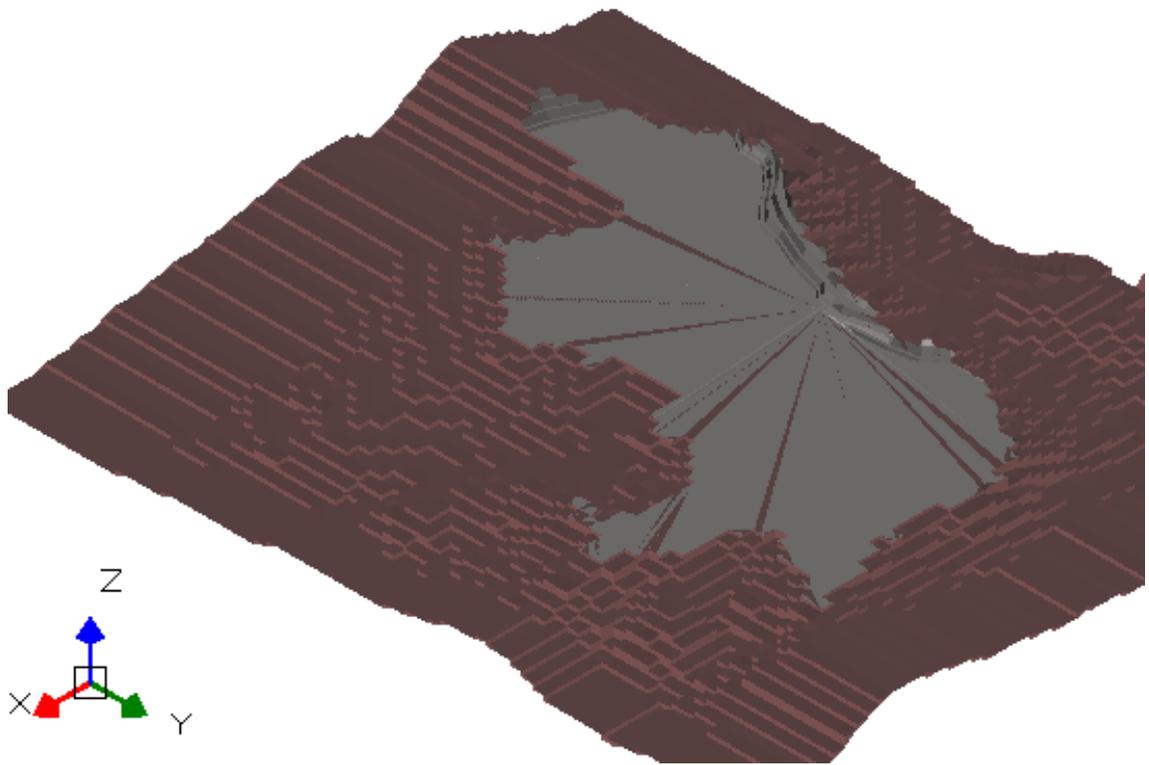


Figura 49 – Resultado da topografia após 5 anos proveniente de *Whittle*.

Percebe-se que a região de lavra dos 5 primeiros anos é concentrada, o que facilita o processo de operacionalização e sequenciamento. Isso se reflete na alta aderência entre as cavas matemáticas e operacionais desse período, conforme visto na tabela 11.

Tabela 11 – Aderência da cava de 1º quinquênio proveniente de *Whittle*.

Primeiro Quinquênio	Tonelagem	Valor Econômico
Cava matemática	2.25E+08	1.38E+09
Cava operacional	2.23E+08	1.34E+09
Aderência	100.7%	102.99%

Em seguida, procedeu-se com o sequenciamento, sendo realizado com preocupações operacionais, levando-se em conta distância da rampa e nível de bancada na hora da definição de prioridades, além de se respeitar as restrições do planejamento tático já mencionados (Tabela 12).

Tabela 12 – Programa de produção para os 5 primeiros anos, gerados a partir de *Whittle*.

	ANO					TOTAL
	1	2	3	4	5	
MOVIMENTAÇÃO TOTAL (ton)						
MINÉRIO	3.44E+07	3.65E+07	3.65E+07	3.65E+07	3.64E+07	1.80E+08
ESTÉRIL	1.41E+07	1.20E+07	1.13E+07	3.55E+06	2.25E+06	4.31E+07
TOTAL	4.85E+07	4.85E+07	4.78E+07	4.00E+07	3.86E+07	2.23E+08
REM	0.41	0.33	0.31	0.10	0.06	0.24
TEOR DE FERRO MÉDIO						
MINÉRIO	49.64	47.62	47.16	47.45	48.75	48.11
ESTÉRIL	1.96	2.75	2.65	6.10	6.66	2.95
TOTAL	35.82	36.52	36.66	43.79	46.30	39.39
FINANCEIRO						
VALOR MINÉRIO	3.18E+08	3.02E+08	2.94E+08	2.99E+08	3.20E+08	1.53E+09
VALOR ESTÉRIL	-6.32E+07	-5.40E+07	-5.07E+07	-1.60E+07	-1.01E+07	-1.94E+08
VALOR TOTAL	2.54E+08	2.48E+08	2.44E+08	2.83E+08	3.10E+08	1.34E+09
VPL acumulado	2.31E+08	4.36E+08	6.20E+08	8.13E+08	1.01E+09	1.01E+09

4.3.2. *Doppler*

Com o resultado do sequenciamento estratégico realizado pelo *BOS2M*, destacou-se os blocos com períodos de extração de ano 1 ao 5 e, em seguida, foram importados ao software *Deswik* a fim de se operacionalizar e fazer o sequenciamento. A figura 50 mostra a região correspondente aos blocos que deverão ser lavrados nos 5 primeiros anos de projeto, enquanto a figura 51 mostra a cava após esses 5 anos.

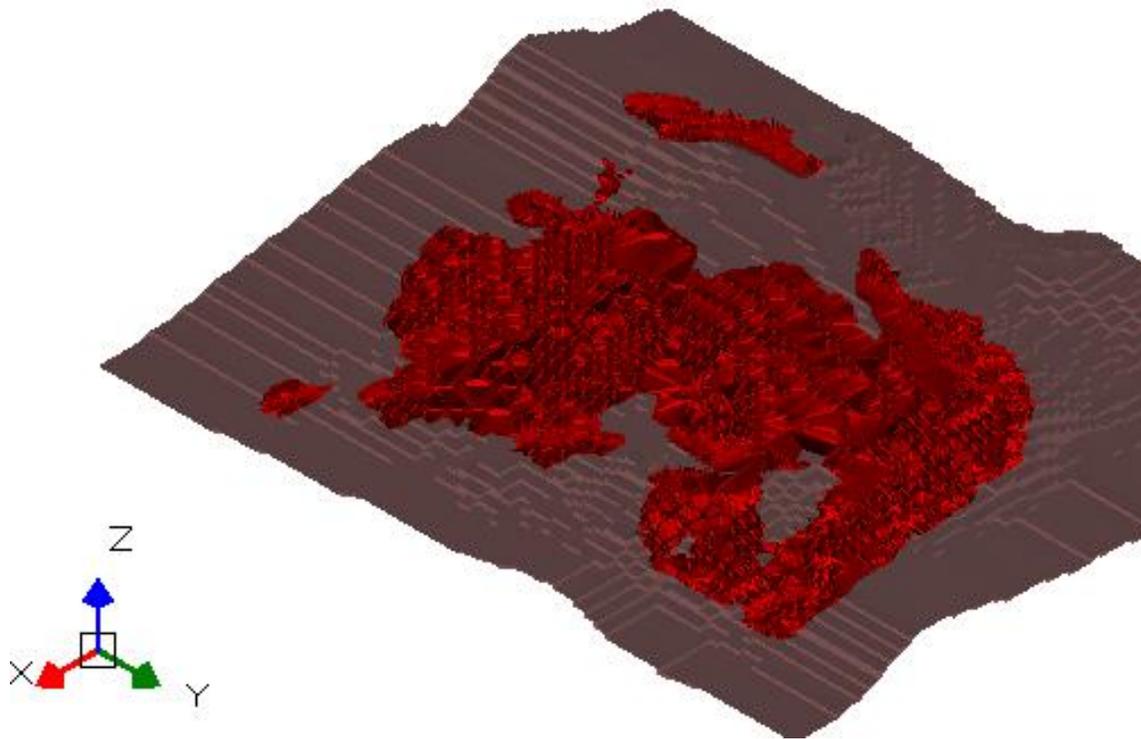


Figura 50 – Em vermelho, região a ser lavrados nos primeiros 5 anos proveniente de *BOS2M*.

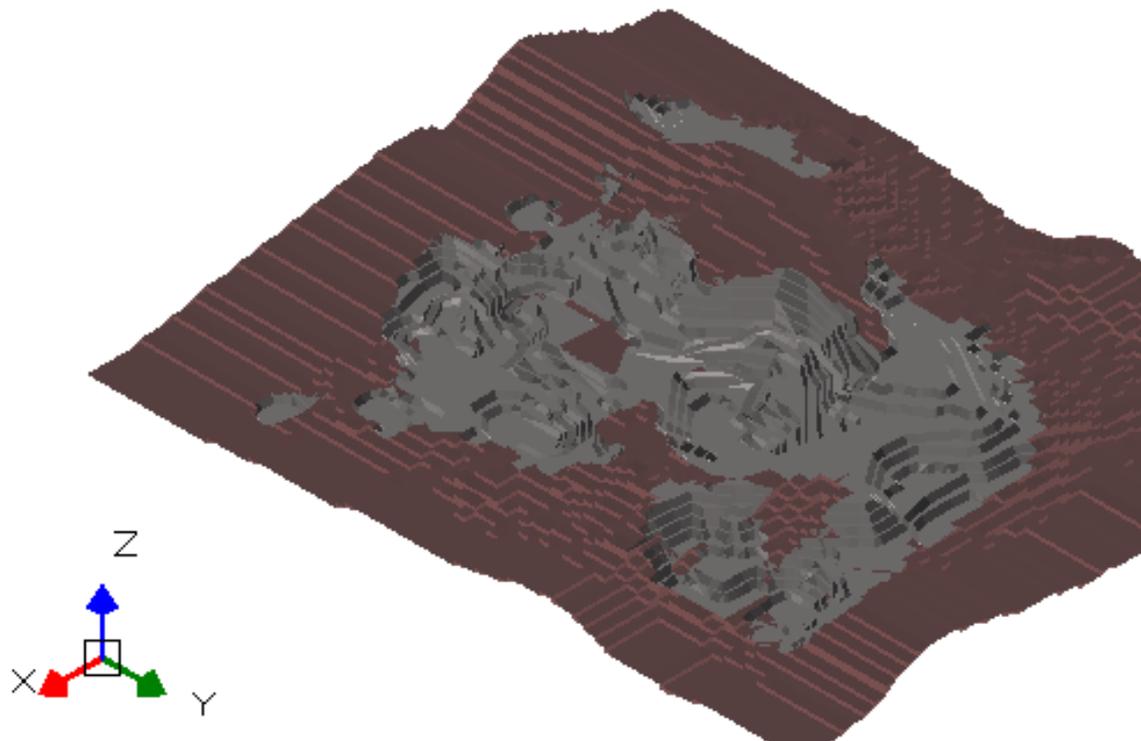


Figura 51 - Resultado da topografia após 5 anos proveniente de *BOS2M*.

Nota-se aqui que a região a ser lavrada nesses 5 anos é muito heterogênea e difícil de ser realizada. Isso ocorre pela ausência de restrições operacionais no *BOS2M*, que não impede que blocos muito distantes um do outro sejam lavrados no mesmo período. Isso causa uma grande dificuldade para o planejador de operacionalizar esse volume e tornar essa lavra viável. Como resultado dessa dificuldade, tem-se que a massa desse primeiro quinquênio ultrapassou a capacidade, obtendo-se uma aderência de apenas 83,66% (Tabela 13).

Tabela 13 - Aderência da cava de 1º quinquênio proveniente de *BOS2M*.

Primeiro Quinquênio	Tonelagem	Valor Econômico
Cava matemática	2.15E+08	2.36E+09
Cava operacional	2.57E+08	2.33E+09
Aderência	83.66%	95.88%

Várias tentativas com o objetivo de se melhorar a aderência foram realizadas, resultando em muito tempo de dedicação, porém com pouca melhoria nos resultados. Para se obter uma base justa de comparação entre os métodos, será comparado apenas os resultados do sequenciamento dos 5 primeiros anos (Tabela 14).

Tabela 14 - Programa de produção para os 5 primeiros anos, gerados a partir de *BOS2M*.

	ANO					TOTAL
	1	2	3	4	5	
MOVIMENTAÇÃO TOTAL (ton)						
MINÉRIO	3.07E+07	3.65E+07	3.65E+07	3.65E+07	3.65E+07	1.77E+08
ESTÉRIL	2.43E+07	1.38E+07	1.60E+06	4.11E+06	5.87E+06	4.97E+07
TOTAL	5.50E+07	5.03E+07	3.81E+07	4.06E+07	4.24E+07	2.26E+08
REM	0.79	0.38	0.04	0.11	0.16	0.33
TEOR DE FERRO MÉDIO						
MINÉRIO	55.18	57.31	56.45	57.24	57.49	56.78
ESTÉRIL	11.07	19.50	26.47	19.73	16.41	15.26
TOTAL	35.72	46.92	55.19	53.44	51.80	47.68
FINANCEIRO						
VALOR MINÉRIO	3.63E+08	4.67E+08	4.53E+08	4.66E+08	4.70E+08	2.22E+09
VALOR ESTÉRIL	-1.09E+08	-6.22E+07	-7.21E+06	-1.85E+07	-2.64E+07	-2.23E+08
VALOR TOTAL	2.54E+08	4.05E+08	4.46E+08	4.48E+08	4.44E+08	2.00E+09
VPL acumulado	2.31E+08	5.65E+08	9.00E+08	1.21E+09	1.48E+09	1.48E+09

Pelas tabelas geradas, o sequenciamento tático proveniente do sequenciamento estratégico do *BOS2M* produz um VPL bem maior do que o do *Whittle*, correspondendo a um aumento de 47%. Esse aumento não se dá pelo aumento da quantidade de minério extraído, mas sim pelo qualidade dele, expresso pelo teor médio de ferro, como mostra a figura 52. Percebemos então que essa região lavrada é aquela que possui os maiores teores de ferro.

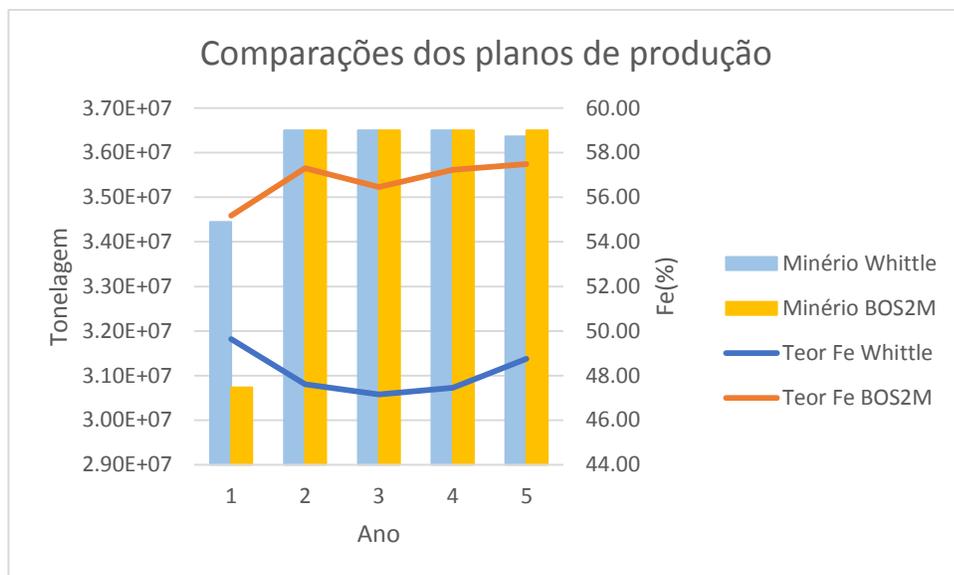


Figura 52 – Comparações de tonelagem de minério e teor de Fe.

Essa maior média de teor de ferro nos primeiros anos de lavra leva a uma menor média nos anos finais. Assim, a variação do teor de ferro do minério no *BOS2M* será maior do que no *Whittle* ao longo da vida da mina, o que reflete a otimização do resultado de sequenciamento dos blocos.

5. CONCLUSÕES

A metodologia do sequenciamento de blocos é capaz de fornecer resultados otimizados e, portanto, economicamente melhores que os resultados fornecidos pela metodologia tradicional. Razão disso é que, além de ser uma metodologia que avalia o resultado da extração de cada bloco em cada período (custo de oportunidade) e o envio para cada destino possível, também é baseada na resolução de equações matemáticas representativas do problema do planejamento de lavra, cujo reflexo é a obtenção de resultados em uma única etapa, sem a necessidade de fragmentação em subproblemas e, conseqüentemente, da dependência da experiência do planejador na obtenção de bons resultados. Entretanto, para que os resultados via DBS sejam realistas, as formulações

matemáticas devem estar adequadas, incluindo todos os tipos de restrições existentes dentro de uma operação mineira e ainda devem ser solucionadas computacionalmente em tempo hábil.

Mesmo com todo o recente avanço tecnológico, e apesar de já ter havido sucesso com modelos pequenos, a solução do problema do agendamento da produção é dificultada quando aplicada em problemas reais, que são representados por milhões de blocos, muitas restrições e que apresentam muitos períodos de produção. A implementação das técnicas heurísticas são grandes aliadas nesse quesito, apresentando resultados consistentes em tempo consideravelmente menor que o MIP. Porém, apesar desse método consistir em menos etapas que o planejamento tradicional, o tempo para se obter uma resposta final dependerá da complexidade do problema a ser resolvido.

Outra questão apresentada foi a dificuldade de se operacionalizar o resultado do primeiro quinquênio de lavra do *BOS2M*, que apresentou aderência questionável apesar das várias tentativas. A razão disso é a ausência de restrições operacionais como, por exemplo, avanço máximo horizontal e vertical, largura mínima de praças de trabalho e largura mínima de fundo de cava, que estão em fase de implementação e teste. Acredita-se, entretanto, que em breve essa questão será devidamente solucionada, tendo em vista que o desenvolvimento dessa tecnologia é recente e que os avanços estão sendo feitos exponencialmente.

Por fim, realizou-se um sequenciamento tático do primeiro quinquênio, com a finalidade de se desenvolver um planejamento realmente operacional a médio-prazo. Enquanto o sequenciamento do resultado estratégico do *Whittle* foi natural, o do *BOS2M* apresentou um obstáculo: a massa a ser sequenciada em um período de 5 anos era um pouco maior, obtendo-se um período de 7 anos, fato conseqüente da má operacionalização já mencionada. A solução encontrada então foi excluir o resultado dos últimos 2 anos para que fosse possível comparar os resultados dos 5 primeiros anos entre os sequenciamentos. Uma vez feito isso, observou-se que os resultados obtidos do sequenciamento do planejamento DBS apresentaram melhores resultados econômicos e, desta vez, operacionais.

Em resumo, a técnica do sequenciamento direto de blocos ainda encontra obstáculos, mas apresenta um grande potencial que vêm sendo aproveitado pelos pesquisadores da área. Muitos avanços e descobertas estão ocorrendo gradativamente e, em breve, espera-se que o DBS esteja pronto e que seja protagonista no desenvolvimento de projetos mineiros pela indústria. Enquanto

isso não ocorre, todo teste e experimento para aproveitar as vantagens desta técnica são válidos. Neste trabalho, apesar de alguns ajustes terem sido necessários, o resultado foi satisfatório e atendeu aos objetivos propostos.

6. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

AMANKWAH, H. **Mathematical Optimization Models and Methods for Open-Pit Mining**. 2011. 133 f. Tese (Doutorado) - Department of Mathematics, Linköping University Institute of Technology, Linköping, 2011.

ASCARZA FLORES, B. **Planejamento de lavra estratégico e tático de Morro da Mina - Conselheiro Lafaiete/MG**. 2008. 130 f. Dissertação (Mestrado) – Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2008.

AXELSON, A. H. A Practical Approach to Computer Utilization in Mine Planning. In: INTERNATIONAL SYMPOSIUM – APPLICATIONS OF STATISTICS, OPERATIONS RESEARCH AND COMPUTERS IN THE MINERAL INDUSTRY, 1964, Colorado School of Mines - EUA.

BARNES, R. J. **Optimizing the ultimate pit**. 1982. Dissertação (Mestrado) – Colorado School of Mines, EUA, 1982.

CAMUS, P.J. **Management of Mineral Resources: Creating Value in the Mining Business**. Michigan: SME. 2002. 120p.

CHICOISNE, R.; ESPINOZA, D.; GOYCOOLEA, M.; MORENO, E.; RUBIO, E. A New Algorithm for the Open-Pit Mine Production Scheduling Problem. **Operations Research**, v. 60, n. 3, p. 517-528, Maio-Junho, 2012.

COSTA, R. R. **Projeto de Mineração**. 1979. Universidade Federal de Ouro Preto. Ouro Preto.

CULLENBINE, C.; WOOD, R. K.; NEWMAN, A. A Sliding Time Window Heuristic for Open Pit Mine Block Sequencing. **Optimization Letters**, v. 5, n. 3, p. 365-377, Agosto, 2011.

CURI, A. **Apostila de Planejamento de Lavra**. 2006. Universidade Federal de Ouro Preto. Ouro Preto. 102 f.

DAGDELEN, K. **Optimum Multi Period Open Pit Mine Production Scheduling**. 1985. 325 f. Tese (Doutorado) - Colorado School of Mines, Golden, Colorado, 1985.

DAGDELEN, K. Open Pit Optimization—Strategies for Improving Economics of Mining Projects Through Mine Planning. In: *17TH INTERNATIONAL MINING CONGRESS AND EXHIBITION OF TURKEY*, 2001, Turquia, p. 117-121.

DAGDELEN, K; FRANÇOIS-BONGARÇON, D. Towards the Complete Double Parameterization of Recovered Reserves in Open-Pit Mining. In: *17th APCOM*, 1982, Golden, Colorado, p. 288 – 296.

DARLING, P. **Mining Engineering Handbook**. 3rd Edition. Littleton: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2011, 1840 p.

- DIMITRAKOPOULOS, R. Strategic Mine Planning under Uncertainty. **Journal of Mining Science**, v. 47, n. 2, 2011.
- DJILANI, M. –C. **Interactive Open-Pit Design Using Parametrization Techniques**. 1997. 194 f. Tese (Doutorado) - Department of Mining and Mineral Engineering, University of Leeds. Leeds, 1997.
- DOWD, P. A. Optimal open Pit Design: Sensitivity to estimated block values. **Geological Society, London, Special Publications**, v. 79, n. 1, p. 87-94, 1994.
- ELKINGTON, T.; DURHAM, R. Integrated open pit pushback selection and production capacity optimization. **Journal of Mining Science**, v. 47, n. 2, p. 177-190, 2011.
- FRANÇOIS-BONGARÇON, D; MARECHAL, A. A new method for open-pit design parametrization of the final pit-contour, In: 14th APCOM, 1976, Pennsylvania, p. 573 – 583
- GUIMARÃES, O.; MARINHO, A. Sequenciamento direto de blocos. In: *8º CONGRESSO BRASILEIRO DE MINA À CÉU ABERTO*, 2014, Belo Horizonte.
- HARTMAN, H. L. **SME Mining Engineering Handbook**. 2nd edition. Littleton: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 1992, 2394 p.
- HUSTRULID, W.; KUCHTA, M. **Open Pit Mine Planning & Design**. 2nd edition. Rotterdam: A.A.Balkema, 2006, 991 p.
- JARA, R.; COUBLE, A.; EMERY, X.; MAGRI, E.; ORTIZ, J. Block size selection and its impact on open-pit design and mine planning. **Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy**, v. 106, p. 205-211, Março, 2006.
- JÉLVEZ, E.; MORALES, N.; NANCEL-PENARD, P.; PEYPOUQUET, J. Aggregation heuristic for the open-pit block scheduling problem. **European Journal of Operational Research**, v. 249, n. 3, p. 1169-1177, 2016.
- JOHNSON, T. B. **Optimum open pit mine production scheduling**. 1968. 120 f. Tese (Doutorado) - Operations Research Department, University of California, Berkeley, 1968.
- JOHNSON, T. B.; SHARP, R. W. **Three dimension dynamic programming method for optimal ultimate pit design**. U. S. Bureau of Mines, Report of Investigations, n.7553, 1971.
- KHALOKAKAIE, R. **Computer-aided optimal open pit design with variable slope angles**. 1999. 272 f. Tese (Doutorado) - Department of Mining and Mineral Engineering. University of Leeds, Leeds, 1999.
- KIM, Y.C. Production Scheduling: Technical Overview. **Computer Methods for the 80's in the Mineral Industry**, SME-AIME, p. 297 - 303. 1979.
- KOENIGSBERG, E. The Optimum Contours of an Open Pit Mine: An Application of Dynamic Programming. In: 17th APCOM, 1982, New York, p. 274 – 287.

- LANE, K. F. Choosing the optimum cutoff grade. **Colorado School of Mines Quarterly**, v. 59, n. 4, p. 811 – 829, 1964.
- LEE, T.D. Planning and mine feasibility study – An owners perspective. In: *PROCEEDINGS OF THE 1984 NWMA SHORT COURSE 'MINE FEASIBILITY - CONCEPT TO COMPLETION'*.1984. Spokane, WA.
- LEMIEUX, M. Moving Cone Optimizing Algorithm. In: *COMPUTER METHODS FOR 80S IN THE MINING INDUSTRY-AIME*, 1979, New York, p. 329 – 345.
- LERCHS, H; GROSSMANN, I. F. Optimum Design of Open Pit Mines, **CIM Bulletin**, v. 58, p. 47 – 54, 1965.
- MARINHO, A. Surface Constrained Stochastic Life-of-Mine Production Scheduling. 2013. 119 f. Dissertação (Mestrado) – McGill University, Montreal, 2013.
- MATHERON, G. **Le Parametrage des Contours Optimaux**. Technical Report 403, Centre de Geostatistiques, Fontainebleau, France. 1975.
- MATHIESON, G.A. Open pit sequencing and scheduling. In: *SME-AIME FALL MEETING*, 1982, Honolulu, Hawaii, p. 82 – 368.
- MORALES, N. **Mine planning based on optimization models**. [Power point slides]. 2015. Santiago, Chile.
- MORALES, N.; JÉLVEZ, E.; NANCEL-PENARD, P.; MARINHO, A.; GUIMARÃES, O. A Comparison of Conventional and Direct Block Scheduling Methods for Open Pit Mine Production Scheduling. **Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry**, p. 1040-1051. Fairbanks, AK: Society for Mining, Metallurgy & Exploration, 2015.
- OSANLOO, M.; GHOLAMNEJAD, J.; KARIMI, B. Long-term open pit mine production planning: a review of models and algorithms. **International Journal of Mining, Reclamation and Environment**, v.22, n. 1, p. 3 – 33, Março, 2008.
- PANA, M. T.; CARLSON, T. R. Description of a Computer Technique Used in Mine Planning of the Utah Mine of Kennecott Copper Corp. In: *6th APCOM*, 1966.
- PINTO, C.; DUTRA, J. G. **INTRODUÇÃO AO PLANEJAMENTO E OPERAÇÃO DE LAVRA (A Céu Aberto e Subterrânea)**. 2008. Universidade Corporativa Chemtech. Belo Horizonte – MG. 51 f.
- TAYLOR, H. K. Mine valuation and feasibility studies. In: *MINERAL INDUSTRY COSTS: NORTHWEST MINING ASSOCIATION*, 1977, Spokane, WA, p. 1-17.
- TENORIO, V. **Class Notes: Mine Examination & Valuation**. [Power point slides]. 2012. Tucson, Arizona, EUA.
- WHITTLE, J. **Open Pit Optimization, Surface Mining**. 2nd Edition. SME – Online Digital Library. 1990.

WHITTLE, D.; WHITTLE, J.; WHARTON, C.; HALL, G.; MCROSTIE, D. **Whittle Strategic Mine Planning Course Notes**. 2006.

WILKE, F. L. Ultimate Pit Limit and Production Scheduling Optimizations, In: 18TH APCOM, 1984, London, p. 29 – 38.

WRIGHT, E.A. Open Pit Mine Design Models. **Trans Tech Publications**, Federal Republic of Germany. Clausthal-Zellerfeld. 1990.