



UNIVERSIDADE FEDERAL DE OURO PRETO
ESCOLA DE MINAS
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS



FRANCISCO JAVIER PATIÑO SEPULVEDA

**PLANEJAMENTO ESTRATÉGICO DE MINAS A PARTIR DE UM
MODELO GEO-MÍNERO-METALÚRGICO.**

OURO PRETO
2019

FRANCISCO JAVIER PATIÑO SEPULVEDA

**PLANEJAMENTO ESTRATÉGICO DE MINAS A PARTIR DE UM
MODELO GEO-MINERO-METALÚRGICO.**

Monografia apresentada ao curso de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto como requisito para obtenção do título de bacharel em Engenharia de Minas.

Área de concentração: Lavra de Mina.

Orientadores:

Dr. Carlos Enrique Arroyo Ortiz.

Dr. Moisés Oswaldo Bustamante Rua.

OURO PRETO
2019

P298p

Patiño, Francisco Javier.

Planejamento estratégico de minas a partir de um modelo geo-mínero-metalúrgico [manuscrito] / Francisco Javier Patiño. - 2019.

64f.: il.: color; grafs; tabs.

Orientador: Prof. Dr. Carlos Enrique Arroyo Ortiz.

Coorientador: Prof. Dr. Moisés Oswaldo Bustamante.

Monografia (Graduação). Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Departamento de Engenharia de Minas.

1. Minas e recursos minerais - Planejamento. 2. Lavra de minas. I. Arroyo Ortiz, Carlos Enrique . II. Bustamante, Moisés Oswaldo. III. Universidade Federal de Ouro Preto. IV. Título.

CDU: 622.27

Catálogo: ficha.sisbin@ufop.edu.br



ATA DE DEFESA DE TRABALHO DE CONCLUSÃO DE CURSO

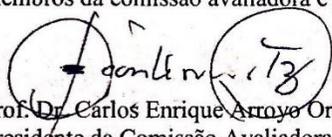
Aos 19 dias do mês de julho de 2019, às 17h00min, no auditório do Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Minas - DEMIN/EM, foi realizada a defesa do Trabalho de Conclusão de Curso de Engenharia de Minas requisito da disciplina MIN-491 – Trabalho de Conclusão de Curso II, intitulado “**PLANEJAMENTO ESTRATÉGICO A PARTIR DE UM MODELO GEO-MÍNERO-METALÚRGICO**”, pelo aluno **Francisco Javier Patiño Sepulveda**, sendo a comissão avaliadora formada por **Prof. Dr. Carlos Enrique Arroyo Ortiz (orientador)**, **M.Sc. Heitor Lobo Coutinho, Eng.º de Minas Alexandre do Carmo Flausino e Eng.º de Minas Ana Luísa Costa Fiorito**.

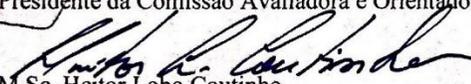
Após arguição sobre o trabalho, a comissão avaliadora deliberou por unanimidade pela **Aprovado** do candidato, com a nota **10**, concedendo-lhe o prazo de 15 dias para incorporar no texto final da monografia as alterações determinadas/sugeridas pela banca.

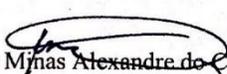
O aluno fará jus aos créditos e conceito de aprovação na disciplina MIN-491 – Trabalho de Conclusão de Curso II após o depósito, no site do Repositório UFOP, da versão final da monografia defendida, conforme modelo do CEMIN-2009, no Colegiado do Curso de Engenharia de Minas – CEMIN.

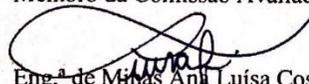
Para fins de registro, foi lavrada a presente ata que, depois de lida e aprovada é assinada pelos membros da comissão avaliadora e pelo discente.

Ouro Preto, 19 de julho de 2019.

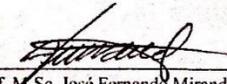

 Prof. Dr. Carlos Enrique Arroyo Ortiz
 Presidente da Comissão Avaliadora e Orientador


 M.Sc. Heitor Lobo Coutinho
 Membro da Comissão Avaliadora


 Eng.º de Minas Alexandre do Carmo Flausino
 Membro da Comissão Avaliadora


 Eng.º de Minas Ana Luísa Costa Fiorito
 Membro da Comissão Avaliadora

Francisco Patiño
 Francisco Javier Patiño Sepulveda


 Prof. M.Sc. José Fernando Miranda

Professor responsável pela Disciplina Min 491 – Trabalho de Conclusão de Curso

AGRADECIMENTOS

Agradeço aos meus pais Olga Lucia Sepulveda e Carlos Alberto Patiño por sempre confiarem nas minhas decisões e apoiarem nesta etapa de aprendizado.

Aos meus irmãos Emmanuel Patiño, Yajaira Patiño e Cindy Patiño, pelo apoio e motivação.

Aos meus professores Carlos Arroyo, Oswaldo Bustamante e Hernani Mota pelas oportunidades de enriquecimento pessoal e profissional.

Ao Gali Quitian e a Claudia Cardona, pela confiança e pela forma particular de motivação.

À Valeria Loor por ser aquele anjo que chegou para me ajudar a concluir o trabalho com sucesso.

Ao Laboratório de Planejamento de Lavra de Minas da Escola de Minas -LPLM- que através da parceria com o Laboratório de Planejamento da Universidade do Chile disponibilizaram as ferramentas, em específico o Doppler, para realizar este estudo.

Ao Instituto de Minerais CIMEX e todos os meus colegas de trabalho.

À Universidade Nacional da Colômbia e Universidade Federal de Ouro Preto, pela parceria e educação de qualidade.

A todas as pessoas que fizeram parte desta experiência.

“Dejar de luchar es comenzar a morir”

RESUMO

O presente trabalho visa incorporar o conceito da modelagem geo-mínero-metalúrgica no planejamento de lavra de minas, que como o próprio nome indica, incorpora variáveis geometalúrgicas. A motivação deste estudo deve-se principalmente ao fato de que atualmente existem problemas de conciliação entre os planos propostos e os planos operacionalizados, principalmente no que se refere a variáveis como a recuperação metalúrgica. Espera-se que com esses planos executados a partir de modelos geometalúrgicos, os objetivos estratégicos das empresas de mineração possam ser atingidos, que são o uso sustentável dos recursos minerais lavrados.

Palavras-chave: Planejamento de Lavra, Reconciliação, Variáveis Geometalúrgicas.

ABSTRACT

The present work aims to incorporate the concept of geo-mining-metallurgical modeling in mine planning, which, as its name indicates, incorporates geometallurgical variables. The motivation of this study is mainly because currently there are problems of conciliation between the proposed plans and the operational plans, especially regarding variables such as metallurgical recovery. It is hoped that with these plans executed through geometallurgical models, the strategic objective of the mining companies can be achieved, which is the sustainable use of mineral resources.

Keywords: Mining Planning, Reconciliation, Geometallurgical Variables.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Definição de geometurgia	15
Figura 2. Interpretação do valor presente líquido.....	18
Figura 3. Relação do VPL e o total de toneladas de minério	19
Figura 4. Etapas de planejamento de uma mina a céu aberto.....	20
Figura 5. Elaboração do programa de produção a partir do modelo de blocos.....	20
Figura 6. Processo para otimização do planejamento estratégico	22
Figura 7. Etapa de concentração na cadeia de processamento do minério.....	26
Figura 8. Correntes típicas em um concentrador.....	27
Figura 9. Geração do modelo geo-mínero-metalúrgico a partir das variáveis geometalúrgicas	31
Figura 10. Tipo de variáveis das rochas	31
Figura 11. Relação entre Informação de Exploração, Recurso Mineral e Reserva Mineral	34
Figura 12. Representação da classificação do minério.....	34
Figura 13. Representação do cone flutuante nos blocos de minério	37
Figura 14. Representação do procedimento do cone flutuante.....	38
Figura 15. Representação da seção vertical em cada bloco do modelo.....	39
Figura 16. Etapas para a otimização do planejamento estratégico	40
Figura 17. Processo de elaboração do modelo de blocos	41
Figura 18. Representação de um modelo econômico de blocos.....	41
Figura 19. Representação dos limites da cava no modelo de blocos.....	42
Figura 20. Representação da projeção dos limites da cava final de acordo com a geometria do corpo mineralizado	42
Figura 21. Exemplos da relação de precedência dos blocos	43
Figura 22. Representação da sequência de lavra de um corpo mineralizado	43
Figura 23. Representação de um programa de produção	44
Figura 24. Modelo econômico de blocos com função benefício positiva sem incorporação do W_i	48
Figura 25. Modelo econômico de blocos com função benefício positiva com incorporação do W_i	48
Figura 26. Cava final do modelo sem incorporação do W_i	49
Figura 27. Cava final do modelo com incorporação do W_i	49
Figura 28. Cavas aninhadas do modelo sem incorporação do W_i	50
Figura 29. Cavas aninhadas do modelo com incorporação do W_i	50
Figura 30. Cavas aninhadas na fase 1 do modelo sem W_i	51
Figura 31. Cavas aninhadas na fase 2 do modelo sem W_i	51
Figura 32. Cavas aninhadas na fase 3 do modelo sem W_i	51
Figura 33. Cavas aninhadas na fase 4 do modelo sem W_i	51

Figura 34. Sequenciamento convencional de lavra em 4 fases do modelo sem incorporação do W_i	52
Figura 35. Cavas aninhadas na fase 1 do modelo com W_i	53
Figura 36. Cavas aninhadas na fase 2 do modelo com W_i	53
Figura 37. Cavas aninhadas na fase 3 do modelo com W_i	53
Figura 38. Cavas aninhadas na fase 4 do modelo com W_i	53
Figura 39. Sequenciamento convencional de lavra em 4 fases do modelo com incorporação do W_i	54
Figura 40. Sequenciamento direto no período 1 do modelo sem W_i	55
Figura 41. Sequenciamento direto no período 5 do modelo sem W_i	55
Figura 42. Sequenciamento direto no período 10 do modelo sem W_i	55
Figura 43. Sequenciamento direto no período 14 do modelo sem W_i	55
Figura 44. Sequenciamento direto no período 1 do modelo com W_i	56
Figura 45. Sequenciamento direto no período 2 do modelo com W_i	56
Figura 46. Sequenciamento direto no período 3 do modelo com W_i	56
Figura 47. Sequenciamento direto no período 5 do modelo com W_i	56
Figura 48. Programa de produção convencional (Fase-banco) do modelo sem W_i	57
Figura 49. Programa de produção convencional (Fase-banco) do modelo com W_i	58
Figura 50. Programa de produção direto (Bos2m) do modelo sem W_i	58
Figura 51. Programa de produção direto (Bos2m) do modelo com W_i	59
Figura 52. Variação do VPL.....	59

LISTA DE TABELAS

Tabela 1. Variáveis disponíveis na mina Olympic Dam para modelagem geometalúrgica	24
Tabela 2. Caracterização das UGMs representativas do depósito na mina Collahuasi	24
Tabela 3. Diferentes métodos de concentração e os equipamentos utilizados	27
Tabela 4. Diferentes tipos de índices metalúrgicos	28
Tabela 5. Parâmetros técnicos e econômicos	45
Tabela 6. Localização espacial do modelo de blocos	46
Tabela 7. Estatísticas dos atributos envolvidos no modelo de blocos	47
Tabela 8. Estatísticas da função benefício para os dois casos de estudo	48
Tabela 9. Relação da tonelagem e valor por fases do modelo sem W_i	52
Tabela 10. Relação da tonelagem e valor por fases do modelo com W_i	54
Tabela 11. VPL e o número de períodos do programa de produção convencional do modelo sem incorporação do W_i	57
Tabela 12. VPL e o número de períodos do programa de produção convencional do modelo com incorporação do W_i	58
Tabela 13. VPL e o número de períodos do programa de produção direto do modelo sem incorporação do W_i	58
Tabela 14. VPL e o número de períodos do programa de produção direto do modelo sem incorporação do W_i	59
Tabela 15. Variação do VPL	59

LISTA DE ABREVIATURAS

PEL	Planejamento estratégico de lavra.
LOM	<i>Life of mine.</i>
VPL	Valor presente líquido.
PLP	Planejamento de longo prazo.
PCP	Planejamento de curto prazo.
IPCC	<i>In-Pit Crushing and Conveying.</i>
UGM	Unidade Geometalúrgica.
Wi	Índice de trabalho.
A*b	Índice de Britagem.
kW	Kilowatt.
Hr	Hora.
Lton	Tonelada longa.
A	Massa da alimentação.
C	Massa do concentrado.
T	Massa dos rejeitos.
ta	Teor de minério na alimentação.
tc	Teor de minério no concentrado.
tt	Teor de minério nos rejeitos.
M2M	<i>Mine to Mill.</i>
R	Recuperação metalúrgica.
RE	Razão de Enriquecimento.
LS	Índice de Seletividade.
RC	Razão de Concentração.
V	Rendimento.
D(80)	Tamanho no qual o 80% das partículas são mais finas.
µm	Micrômetros.
VEB	Valor econômico do bloco.
I	Valor da mineralização presente no bloco.
CD	Custos diretos do bloco.
CI	Custos indiretos do bloco.
Cut14	Teor de cobre nos blocos.
Den14	Densidade dos blocos.
Rec14	Recuperação dos blocos.
Ton	Tonelagem.
Tph1	Tonelagem com incorporação do Wi.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO	14
2. OBJETIVOS	16
2.1. Objetivo geral	16
2.2. Objetivos específicos	16
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	17
3.1. Planejamento estratégico de lavra.	17
3.1.1. Visão financeira.	17
3.1.2. Processo de desenho.	20
3.1.3. Análise de Sensibilidade.	21
3.1.4. Otimização.	22
3.2. Geometalurgia	23
3.2.1. Variáveis geometalúrgicas	25
3.3. Modelo geo-mínero-metalúrgico	31
3.4. Função benefício do bloco.	32
3.5. Valor económico do bloco.	36
4. METODOLOGIA	40
5. RESULTADOS	45
6. CONCLUSÃO	61
7. REFERÊNCIA BIBLIOGRÁFICA	62

1. INTRODUÇÃO

O planejamento estratégico de mina é com certeza uma das etapas mais importantes em qualquer projeto de mineração, pois é nesta fase que se define se o projeto é economicamente viável ou não. Além disso, levando em conta que os investimentos nestes tipos de projetos são altíssimos, deve-se garantir que o projeto tem a capacidade para gerar lucro e que os riscos de erro ou falha são mínimos.

Agora, a otimização do planejamento estratégico consiste, por um lado, em maximizar o valor presente líquido (VPL) do projeto, e pelo outro o aproveitamento eficaz e eficiente dos recursos minerais. Para isso, é necessário realizar um estudo detalhado de todos os componentes que estão envolvidos na cadeia de valor, como por exemplo: o desmonte, a ventilação, os sistemas de carregamento e transporte, a usina, as pilhas, entre outros, já que cada um deles desempenha um papel importante.

Geralmente, qualquer projeto de mineração é dividido em três áreas importantes que são: geologia, lavra e metalurgia, deixando de lado outras áreas ou processos que possuem a mesma importância no processo de produção. Adicionalmente, é claro que a interação e integração dessas áreas é mínima, e essa é a razão pela qual em muitos projetos ou fases dos projetos (mesmo após o início das operações) a chance do projeto não se desenvolver com sucesso ou gerar perdas é alta.

É de grande importância ter uma visão integradora no desenvolvimento dos projetos, onde cada um dos componentes do complexo está fortemente inter-relacionado e qualquer decisão tomada em um componente particular afeta as decisões tomadas nos outros (DIMITRAKOPOULOS, 2018).

Dominy et al. (2018) definem o termo geometurgia como, uma atividade interdisciplinar que integra geologia, engenharia de minas, geotecnia, metalurgia, economia mineral e parâmetros geoambientais para maximizar o valor econômico do projeto, reduzir riscos, construir resiliência e demonstrar uma boa gestão do recurso (Figura 1).



*Figura 1. Definição de geometurgia.
Fonte: Elaboração própria.*

O fato de incorporar variáveis diferentes ao teor de corte na função benefício significa que alguns parâmetros variam durante o desenho do projeto, como por exemplo a cava final ou o sequenciamento da lavra. Isso ocorre porque o valor econômico de cada bloco dependerá de diferentes componentes que estão correlacionados entre si, não apenas o teor de corte determinará se um bloco é economicamente interessante para ser extraído.

Pode-se observar que as pesquisas desenvolvidas recentemente tendem cada vez mais a incorporar variáveis que estão envolvidas na cadeia de valor, isso com o fim de reduzir a incerteza e aumentar a precisão dos modelos. Exemplos das pesquisas realizadas são os seguintes: Andrea et al. (2014), Dimitrakopoulos (2018), Gomes, Tomi e Assis (2016), Guerrero (2016), Hall (2014), Hustrulid, Kutcha e Martin (1999) e Morales et al. (2019).

2. OBJETIVOS

2.1. Objetivo geral

Gerar um planejamento estratégico a partir de modelos que incorporem variáveis geometalúrgicas de uma mina real de cobre localizada em território chileno.

2.2. Objetivos específicos

Gerar um modelo geo-mínero-metalúrgico, desenvolver a função benefício, gerar a cava matemática, fazer o sequenciamento de lavra e por último gerar um programa de produção a partir do modelo que incorpora variáveis geometalúrgicas.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1. Planejamento estratégico de lavra.

O planejamento estratégico de lavra (PEL) é uma das etapas mais importantes dos projetos de mineração, pois busca o uso eficiente dos recursos minerais além de atingir os objetivos de uma empresa. O objetivo principal é maximizar o valor a ser obtido com a extração do minério, e esta tentativa de maximizar o valor é feita a partir das sugestões ou "decisões" dos gestores de minas em relação a uma série de alternativas de investimento e planejamento (DAVIS; NEWMAN, 2008).

É importante ressaltar que o conceito de planejamento estratégico não está necessariamente vinculado à extração do mineral, pois a fase de processamento também pode ser otimizada (NAVARRA et al., 2017; NAVARRA; RAFIEI; WATERS, 2017). Por exemplo, os sistemas IPCC (*In-Pit Crushing and Conveying*) também podem ser otimizados por meio desse método. Tal método consiste basicamente em avaliar a efetividade do sistema de britadores-correias transportadoras em comparação ao sistema tradicional de transporte de caminhões, tudo isso com base na avaliação dos indicadores econômicos de cada parâmetro a ser otimizado (NEHRING et al., 2018).

3.1.1. Visão financeira.

Sendo o planejamento a convergência da estratégia de negócios, por um lado, e otimização da mineração, por outro, as decisões tomadas nesta fase determinam em grande parte os fluxos de caixa esperados do projeto (MORALES et al., 2019; WHITTLE et al., 2005).

Para uma mina a céu aberto, há dois aspectos importantes que o processo de planejamento estratégico deve abordar: o problema da cava final (define as reservas lavráveis) e o aspecto da vida útil da mina ou LOM pela sua sigla em inglês (as reservas que devem ser extraídas para maximizar o valor presente líquido, ou VPL) (MORALES et al., 2019).

O valor presente líquido é um método simples e útil ao tomar decisões de investimento, pois permite determinar se um projeto é rentável ou não levando em conta os fluxos de caixa para cada período, a taxa de desconto e a despesa inicial de capital. A fórmula para calcular o VPL de um projeto é a seguinte (ASAD; TOPAL, 2011; FERREIRA; DE ANDRADE, 2010):

$$VPL = \sum_{t=1}^n \frac{FC_t}{(1+i)^t} \quad (\text{Equação 1})$$

Onde:

VPL = Valor presente líquido.

FC = Fluxo de caixa para cada período t.

t = Período no tempo.

i = Taxa de desconto.

Dependendo do resultado da equação, a viabilidade do projeto pode ser determinada da seguinte maneira:

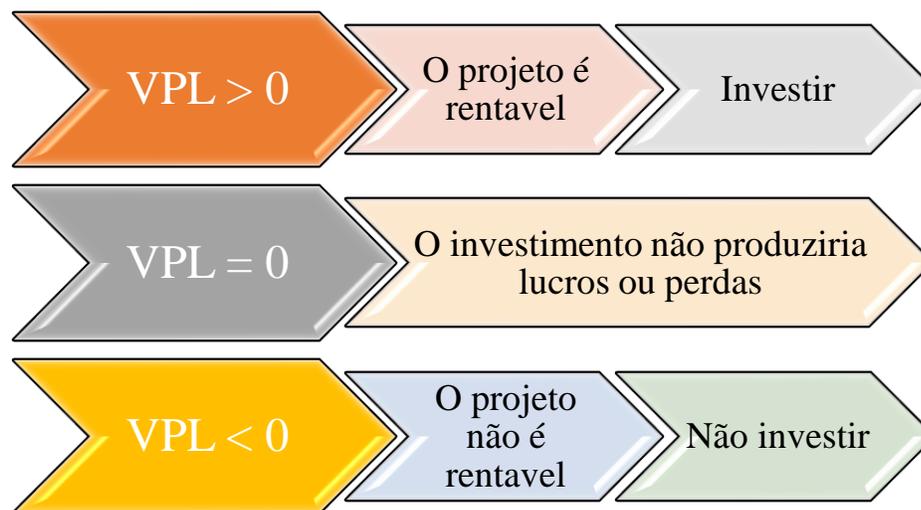
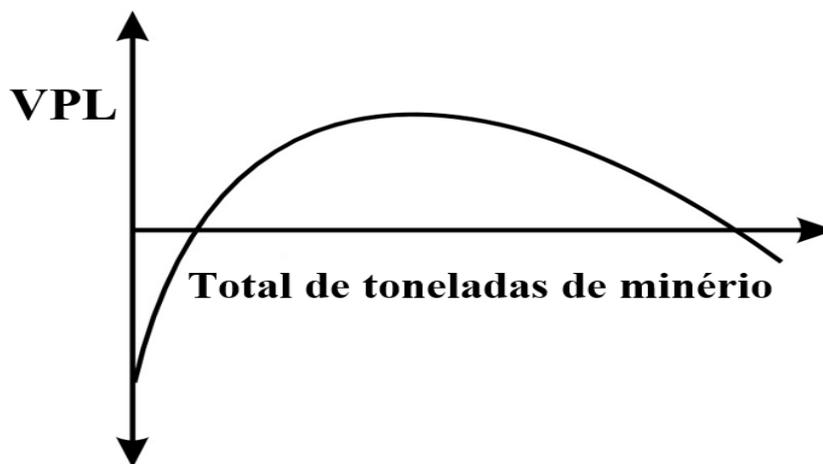


Figura 2. Interpretação do valor presente líquido.
Fonte: Elaboração própria.

De acordo com Whittle (2005), se o VPL fosse positivo e valesse a pena investir no projeto, é possível estabelecer uma relação gráfica entre os parâmetros principais que vão ser otimizados para maximizar o VPL. A curva será tipicamente convexa e com um único ponto máximo, como mostrado no exemplo a seguir:



*Figura 3. Relação do VPL e o total de toneladas de minério.
Fonte: (WHITTLE et al., 2005).*

Analisando a Figura 3 em detalhe, é possível destacar vários aspectos relevantes (WHITTLE et al., 2005):

- O máximo da curva representa o projeto ótimo do ponto de vista da maximização do VPL.
- Cada ponto da curva representa um projeto ótimo, dada a tonelagem de minério correspondente no eixo horizontal.
- Existem infinitos projetos possíveis que podem ser representados como pontos no gráfico, mas nenhum desses pontos pode ocorrer acima da curva. Esses desenhos que são representados por pontos sob a curva são sub-ótimos em um ou mais dos outros critérios de projeto não representados graficamente.
- A área sob a curva, mas acima do eixo x, representa o domínio viável para desenhos de cavas que têm um VPL positivo e que, portanto, são economicamente viáveis.

3.1.2. Processo de desenho.

No planejamento de mina, as decisões sobre como e quando agir incluem a extração e roteamento de blocos de minério, a toma de decisões de avanços, retrocessos ou transições da mina a céu aberto para a mineração subterrânea, a colocação de poços, entre outros (DAVIS; NEWMAN, 2008). Todas essas ações estão envolvidas em uma série de etapas que são repetidas várias vezes e onde cada uma delas leva à próxima. Nas Figuras 4 e 5 pode-se ver as etapas de planejamento para uma mina a céu aberto.



Figura 4. Etapas de planejamento de uma mina a céu aberto.
Fonte: (WHITTLE et al., 2005).

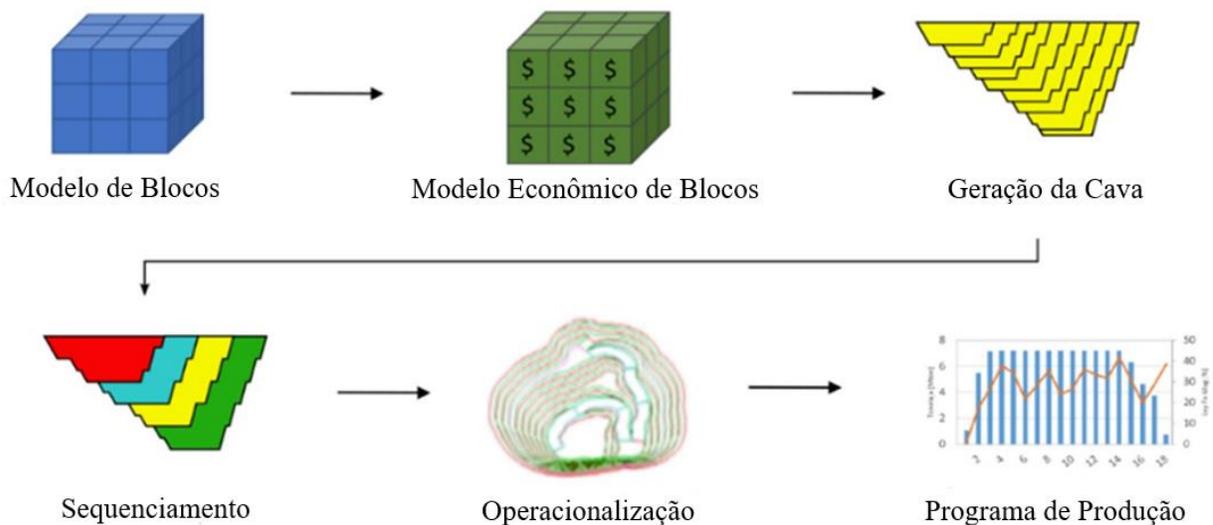


Figura 5. Elaboração do programa de produção a partir do modelo de blocos.
Fonte: (MORALES et al., 2019).

Morales (2019) diz que um dos principais resultados do processo de planejamento é o programa de produção, que indica como e quando as reservas de minério serão extraídas para maximizar o valor presente líquido do projeto e gerar uma previsão financeira que comprometa a produção da mina ao longo do tempo.

3.1.3. Análise de Sensibilidade.

A análise de sensibilidade do projeto consiste basicamente em quantificar o impacto produzido pela incerteza associada aos valores de entrada durante o processo de desenho. Por exemplo, a variação do preço de minério no tempo tem uma influência direta sobre o desenvolvimento do projeto de mineração (WHITTLE et al., 2005), já que poderia impactar positiva ou negativamente dependendo das condições e etapa do projeto.

Tendo uma visão integradora de mineração, onde a geologia, a lavra e a metalurgia representam um todo, pode-se perceber que a incerteza sempre vai afetar todo o conjunto sem importar em qual das etapas se apresenta. Por exemplo, a incerteza geológica é especialmente crucial para as usinas de processamento de minerais que são alimentadas por corpos de minério próximos (GOODFELLOW; DIMITRAKOPOULOS, 2016; MONTIEL; DIMITRAKOPOULOS, 2015). Esse tipo de incerteza está relacionado à dispersão de amostras de núcleo de perfuração usadas para caracterizar o corpo (NAVARRA; GRAMMATIKOPOULOS; WATERS, 2018).

Existem várias estratégias para reduzir o impacto da incerteza, tais como (WHITTLE et al., 2005):

- a) Tomar medidas para reduzir a incerteza.
- b) Projetar de forma a reduzir o impacto da incerteza.
- c) Tolerar a incerteza e os riscos associados.

O procedimento é realizado desenhando e testando diferentes cenários, além de medir o impacto produzido pela incerteza dos dados de entrada. De acordo com Whittle et al. (2005) os diagramas de aranha, a análise de sensibilidade única ou multivariável e o

método McRostie / Whittle para determinar as distribuições de probabilidade para o Valor Presente Líquido (VPL) do projeto, correspondem a alguns dos métodos para quantificar a magnitude e a extensão do impacto produzido pela incerteza associada.

3.1.4. Otimização.

Define-se otimização como o processo no qual algo é feito da forma mais eficaz, perfeita ou útil possível (WHITTLE et al., 2005).

Na mineração, as operações mineiras formam um complexo, uma cadeia de valor com múltiplos componentes: desmonte, sistemas de carregamento, ventilação, depósitos, pilhas, armazenamento, destinos de processamento, sistemas de transporte, ente outros. Porém, a otimização feita através do planejamento de mina exige uma otimização simultânea de todos os seus componentes, um problema conhecido na literatura como otimização global da mineração. Levando em conta que os componentes de um complexo de mineração estão fortemente inter-relacionados, qualquer decisão tomada em um componente particular afeta as decisões tomadas nos outros (DIMITRAKOPOULOS, 2018).

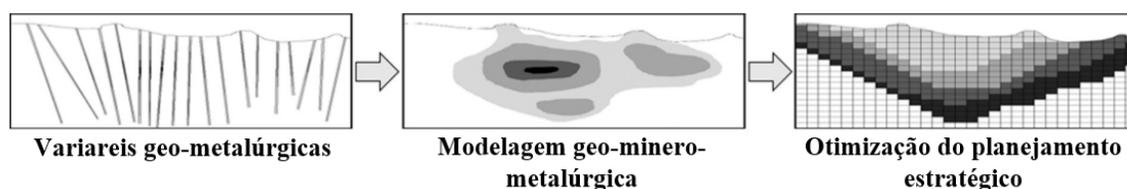


Figura 6. Processo para otimização do planejamento estratégico.
Fonte: (NAVARRA; GRAMMATIKOPOULOS; WATERS, 2018).

3.2. Geometalurgia

Pode-se encontrar na literatura várias definições para o termo geometalurgia, por exemplo, Dominy et al. (2018) a define como uma atividade interdisciplinar que integra geologia, engenharia de minas, geotecnia, metalurgia, economia mineral e parâmetros geoambientais; para Morales et al. (2019) a geometalurgia busca caracterizar e modelar a variabilidade espacial dos atributos do depósito relacionados ao desempenho metalúrgico; Mckee (2013) usa o termo *Mine to Mill* (M2M) para se referir à verdadeira integração da geologia, mineração e processamento em uma operação com benefícios intangíveis; Kojovic (2006) se refere à otimização por meio de uma abordagem total dos sistemas para a redução do consumo de energia e os custos na lavra e processamento de minerais; por último, para Navarra et al. (2018) a geometalurgia é a análise de dados geológicos espacialmente correlacionados, para a modelagem preditiva de operações de metalurgia extrativa.

A geometalurgia visa aumentar a eficiência dos processos de aproveitamento dos recursos minerais por meio da seleção de um método que forneça um melhor controle da variação da recuperação do minério dependendo das condições e propriedades iniciais do material. Este conceito está tornando-se muito importante porque em um futuro próximo a indústria de mineração vai ter que enfrentar desafios em relação à qualidade do minério. Minérios de alta qualidade estão se esgotando e as novas descobertas tendem a ser minérios de alta tonelagem e baixo teor. Ao mesmo tempo, as regras e regulamentações ambientais estão sendo reforçadas, exigindo investigações ambientais de alto custo e monitoramento, especialmente no que diz respeito à disposição de rejeitos (AASLY; ELLEFMO, 2014; LISHCHUK; LAMBERG; LUND, 2015).

A incorporação da geometalurgia na evolução das atividades em mineração está se tornando cada vez mais importante para o melhor gerenciamento de recursos minerais. Os resultados de vários casos de estudo foram desenvolvidos com sucesso em todo o mundo, como por exemplo, Boisvert et al. (2013) fez uma modelagem geometalurgia da mina Olympic Dam na Austrália, onde conseguiu identificar mais de 200 variáveis que poderiam ser modeladas (Tabela 1), Suazo, Kracht e Alruiz (2010) conseguiram

modelar o circuito de flotação, Alruiz et al. (2009) modelaram o circuito de moagem na usina da *Compañia Minera Doña Inés De Collahuasi* no Chile e Arroyo (2014) realizou a caracterização geometalúrgica e a modelagem geoestatística da mina Brucutu no quadrilátero ferrífero no Brasil.

Tabela 1. Variáveis disponíveis na mina *Olympic Dam* para modelagem geometalúrgica.
Fonte: (BOISVERT et al., 2013).

Tipo de dados	Descrição
Assays	Esses dados contêm o % de conteúdo dos seguintes elementos: Co, As, Mo, Ni, Pb, Zn, Zr, Sr, Bi, Cd, Cs, Ga, In, Sb, Se, Te, Th, Tl, Cu, U ₃ O ₈ , Ag, Au.
Mineralogia (Proporções e tamanhos)	10 minerais identificados compõem a maior parte do depósito. Estes incluem: Brannerite, Coffinita, Uraninita, Pirita, Calcopirita, Bornita, Chalcocita, Outros Sulfetos, Ganga Solúvel em Ácido e Ganga Insolúvel em Ácido.
Dados de associação	As seções finas foram analisadas e a matriz completa de associações entre minerais está disponível. Isso descreve a área de contato entre dois minerais adjacentes dentro de um único grão de material esmagado.

A modelagem do circuito de moagem e flotação da usina da mina Collahuasi foi feita a partir de 6 unidades geológicas que foram consideradas representativas do depósito, um total de 3000m de testemunhos foram extraídos e caracterizados sob regulamentos estritos. As características geológicas de cada UGM são amostradas na Tabela 2, e correspondem aos *inputs* com os quais foram gerados os modelos geometalúrgicos. A otimização dos circuitos foi atingida por meio da avaliação de indicadores como o índice de trabalho (Wi), o índice de britagem (A*b), gravidade específica, um parâmetro adimensional (ϕ) característico do tipo de minério e a recuperação metalúrgica (ALRUIZ et al., 2009; SUAZO; KRACHT; ALRUIZ, 2010).

Tabela 2. Caracterização das UGMs representativas do depósito na mina Collahuasi.
Fonte: (ALRUIZ et al., 2009; SUAZO; KRACHT; ALRUIZ, 2010).

UGM	Minério	Alteração	Litologia	Proporção de massa (%)
1	Primário	Sericita; argilosa; clorito-sericita	Pórfiro intrusivo	18
2	Primário	Sericita; argilosa; clorito-sericita	Rocha hospedada	26
3	Primário	Quartzo-sericita; propilitico; quartzo; biotite; potássico	Pórfiro intrusivo	19
4	Primário	Quartzo-sericita; propilitico; quartzo; biotite; potássico	Rocha hospedada	25
5	Secundário	Sericita; argilosa; clorito-sericita	Pórfiro intrusivo + rocha hospedada	7

3.2.1. Variáveis geometalúrgicas

As variáveis geometalúrgicas são os *inputs* que vão permitir gerar o modelo, e que correspondem às informações da rocha *in-situ*. Pode-se dividir as variáveis em dois tipos (DOMINY et al., 2018):

- Variáveis primárias, que são atributos de rochas independentes do processo de medição empregado.
- Variáveis de resposta, que são atributos da rocha (geologia) que medem as respostas aos processos.

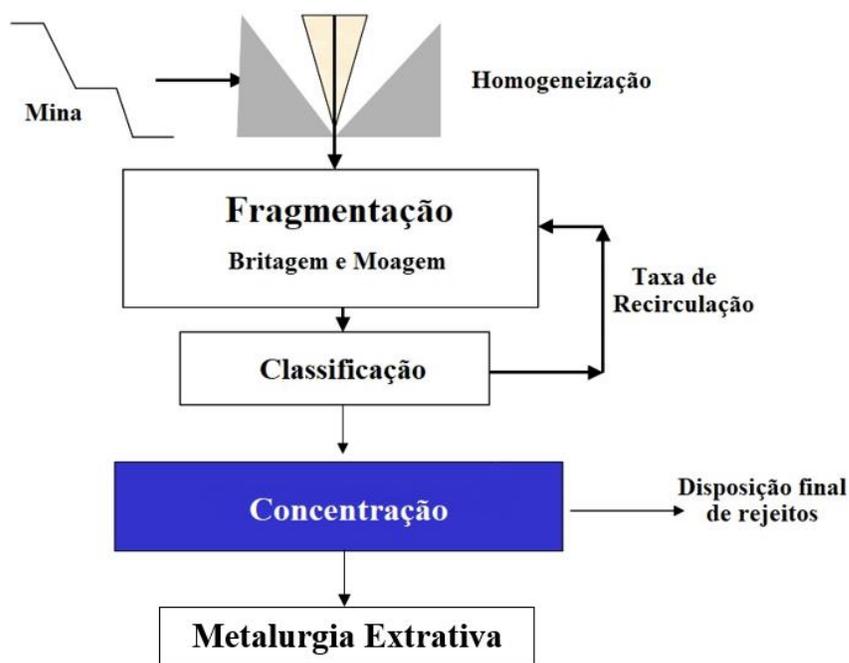
Uma variável primária é intrínseca à rocha, por exemplo, o tamanho, o teor de minério, a mineralogia, a dureza e outras propriedades da rocha. Pelo contrário, as variáveis de resposta descrevem as propriedades da rocha que são expressas como uma resposta a um processo ou por meio da aplicação de energia, por exemplo, resistência da rocha intacta, índice de recuperação metalúrgica ou índice de trabalho. A modelagem geometalúrgica da distribuição das variáveis às vezes pode ser complexa devido à sua natureza multivariada, razão pela qual a medição das variáveis primárias é a chave para determinar as variáveis de resposta e construir o conhecimento original (DOMINY et al., 2018).

No trabalho foram levadas em consideração duas variáveis principais que são a recuperação metalúrgica bloco a bloco (R) e o índice de trabalho (Wi). O índice de trabalho foi incorporado na tonelagem por hora (tph), mas o processo estatístico de incorporação não é discutido nem faz parte deste trabalho.

3.2.1.1. Recuperação metalúrgica

Para falar sobre recuperação metalúrgica (R) é importante primeiro introduzir a definição de concentração de minerais, índices metalúrgicos e teor para contextualização.

Dentro das operações de processamento de minerais, existe uma etapa chamada concentração de minerais (Figura 7), que é a operação na qual o teor ou concentração (em porcentagem) de um determinado minério aumenta, através do uso de equipamentos de separação sólido-sólido ou sólido-líquido, produzindo assim a segregação de duas ou mais espécies mineralógicas e gerando uma corrente enriquecida em um mineral de interesse. O objetivo geral será então; enriquecer o mineral eliminando a ganga e minimizando as perdas de minerais úteis. (BUSTAMANTE, M. O., RESTREPO, O. J., GAVIRIA, 2008).



*Figura 7. Etapa de concentração na cadeia de processamento do minério.
Fonte: (BUSTAMANTE, M. O., RESTREPO, O. J., GAVIRIA, 2008).*

Para que ocorra a separação apropriada, deve existir entre os minerais a separar, pelo menos uma propriedade que apresente valores relativamente diferentes em cada um dos minerais, tais como gravidade específica, susceptibilidade magnética, condutividade elétrica ou uma resposta físico-química na superfície muito diferente. Tal propriedade será denominada propriedade diferencial (BUSTAMANTE, M. O., RESTREPO, O. J., GAVIRIA, 2008).

Os equipamentos terão normalmente três tipos de correntes diferentes, a alimentação, o concentrado e a ganga (Figura 8). A Tabela 3 mostra os diferentes métodos de concentração que são usualmente utilizados industrialmente e as propriedades diferenciais utilizadas por cada um deles, além dos equipamentos utilizados (BUSTAMANTE, M. O., RESTREPO, O. J., GAVIRIA, 2008).

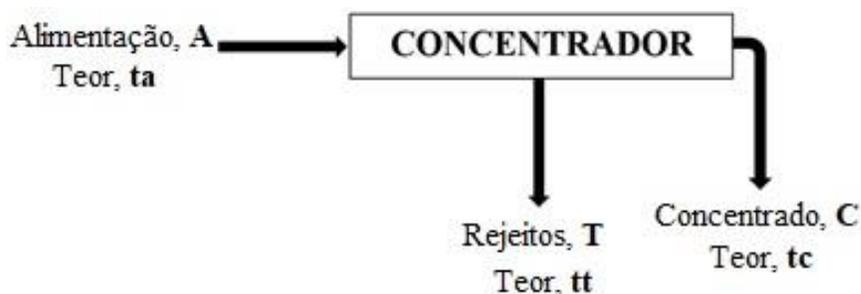


Figura 8. Correntes típicas em um concentrador.

Fonte: (BUSTAMANTE, M. O., RESTREPO, O. J., GAVIRIA, 2008).

Tabela 3. Diferentes métodos de concentração e os equipamentos utilizados.

Fonte: (BUSTAMANTE, M. O., RESTREPO, O. J., GAVIRIA, 2008).

Tipo de Método	Propriedades Diferenciais	Equipamento
Concentração gravitacional	Diferença na velocidade de sedimentação dos minerais	Espessador, Hidrociclone, Jig, Canais, Mesa Vibratória, Espiral, Cones de Separação Centrífuga, entre outros
Concentração magnética	Suscetibilidade magnética (atração ou não na frente de um ímã)	Separador de tambor magnético, rolos magnéticos, separador magnético tipo "carrossel", etc.
Concentração elétrica	Condutividade elétrica	Separador elétrico de alta intensidade
Flotação espumante	Hidrofobicidade ou hidrofiliabilidade do mineral (molhar ou não)	Células de flotação e colunas de flotação
Floculação seletiva	Adsorção específica de um polímero e formação de flóculo	Espessador
Coagulação seletiva	Adsorção específica de íons inorgânicos e formação de um coágulo	Espessador

Como mencionado acima, o conceito de teor é usado principalmente na mineração de metais, mas pode ser extrapolado para uso na mineração de minerais industriais. O termo está associado à porcentagem de mineral útil em relação a toda a massa mineral extraída. Pode-se definir o teor de minério como a relação existente

entre a quantidade de massa de mineral de interesse ou útil em relação à massa ou quantidade volumétrica no minério. Portanto, o teor pode ser expresso em gramas de minerais úteis por tonelada de material total (g/ton), em porcentagem (%), em miligramas por metro cúbico de material total (mg/m³), etc (BUSTAMANTE, M. O., RESTREPO, O. J., GAVIRIA, 2008).

$$Teor = \frac{Quantidade\ de\ minério}{Quantidade\ total\ de\ mineral} \quad (\text{Equação 2})$$

Por último, os índices metalúrgicos são números adimensionais que requerem a qualidade da separação realizada em um ou vários estágios de concentração, além de fornecer informações para o dimensionamento no desenho de equipamentos e/ou usinas. Na Tabela 4 se mostram os diferentes tipos de índices que existem, onde cada um deles relaciona um tipo de corrente diferente, portanto, para o cálculo dos índices é necessário fazer um balanço de massa e teores e cada uma das três correntes.

Tabela 4. *Diferentes tipos de índices metalúrgicos.*
Fonte: (BUSTAMANTE, M. O., RESTREPO, O. J., GAVIRIA, 2008).

Índice Metalúrgico	Definição
Recuperação Metalúrgica (R)	Define-se como a relação entre a quantidade de minério no concentrado e a quantidade de minério na alimentação.
Razão de Enriquecimento (RE)	Define-se como a relação entre o teor de minério no concentrado e o teor de minério na alimentação.
Índice de Seletividade (I.S)	Compara a qualidade de separação de duas espécies minerais.
Razão de Concentração (RC)	Define-se como a relação entre a vazão mássica na alimentação em relação à vazão mássica no concentrado.
Rendimento (V)	Define-se como a relação entre a vazão mássica no concentrado em relação à vazão mássica na alimentação.

Define-se a recuperação metalúrgica como a relação que existe em uma operação de concentração entre o peso do material útil ou de interesse que está no concentrado em relação à quantidade desse mesmo mineral que está na alimentação, ou que entrou na operação. A recuperação metalúrgica é sem dúvida um dos principais índices em uma usina. Como pode-se apreciar na equação 3, a fórmula

está composta por dois índices que estão implícitos, o rendimento e razão de enriquecimento (BUSTAMANTE, M. O., RESTREPO, O. J., GAVIRIA, 2008).

$$R = \frac{C.tc}{A.ta} \leftrightarrow R = V.Re \quad (\text{Equação 3})$$

A fórmula da recuperação também pode ser expressa em termos dos teores (Equação 4):

$$R = \frac{(ta-tt)}{(tc-tt)} \cdot \left(\frac{tc}{ta}\right) \quad (\text{Equação 4})$$

É importante ressaltar que os índices metalúrgicos não só são utilizados nas operações de processamento de minerais, mas também são efetivos nas operações subsequentes de metalurgia extrativa como são a hidrometalurgia, pirometalurgia, eletrometalurgia ou até mesmo nas operações de moagem e concentração (GAVIRIA; RESTREPO; BUSTAMANTE, 2007; RESTREPO; BUSTAMANTE; GAVIRIA, 2008; RODRIGUES; ROBERTO; BRANDÃO, 2017).

3.2.1.2. Índice de Trabalho

De acordo com Bond (1961), define-se o índice de trabalho (W_i) como a relação entre a energia entregue no processo e o tamanho final das partículas depois do processo de fragmentação. Quanto maior é o valor do índice significa que mais energia é necessária para quebrar o material/minério.

Existem várias teorias sobre a relação do grau de fragmentação e a energia entregue para levar a cabo o processo. A mais antiga é a do Rittinger, onde ele afirma que a área da nova superfície gerada no processo de britagem ou moagem é diretamente proporcional à energia entregue. A outra teoria foi a proposta por Kick, na qual ele afirmou que o trabalho necessário é proporcional à redução no volume das partículas em questão (BOND, 1961).

A energia necessária para quebrar e reduzir o tamanho dos minérios é calculada pela "Lei de Bond", que é apresentada como a equação 5. Na equação, W é a energia mínima necessária em kwh/st, e F e P são os $D(80)$ da alimentação e do produto em micrômetros. O W_i é chamado de "índice de trabalho" em kwh/st, e é uma medida de moagem do minério que é determinada experimentalmente.

$$W = 10W_i \left(\frac{1}{\sqrt{P(80)}} - \frac{1}{\sqrt{F(80)}} \right) \quad (\text{Equação 5})$$

Como já mencionado acima, a metodologia para calcular o índice de trabalho ou moagem (W_i) foi desenvolvida e padronizada por Bond (1961) empiricamente, que desenvolveu a metodologia e o procedimento tanto para moinhos de bolas tipo Bond como para moinhos de barras e britadores. Com a equação 6 é calculado o índice de trabalho enquanto leva-se a cabo o teste experimental, e os parâmetros que compõem a fórmula são: G_i é a massa de material fino produzido por revolução do moinho (g/rev.), P_i é o tamanho de abertura da peneira de controle (μm), e F e P são os tamanhos de alimentação e produto nos quais 80% de suas partículas são mais finas (μm) (NOAPARAST et al., 2012).

$$W_i = \frac{44.5}{(P_i^{0.23})(G_i^{0.82})} \left(\frac{10}{\sqrt{P(80)}} - \frac{10}{\sqrt{F(80)}} \right) \quad (\text{Equação 6})$$

3.3. Modelo geo-mínero-metalúrgico

Um modelo geo-mínero-metalúrgico é basicamente um conjunto de blocos que envolvem o corpo mineralizado, e que está conformado pela incorporação de variáveis geológicas, minerais e metalúrgicas. É uma metodologia que pretende gerar uma ligação entre as duas operações mais relevantes na mineração que são a lavra e o processamento, procurando maximizar o benefício e reduzir os riscos associados ao desenvolvimento do projeto (MCKAY et al., 2016).

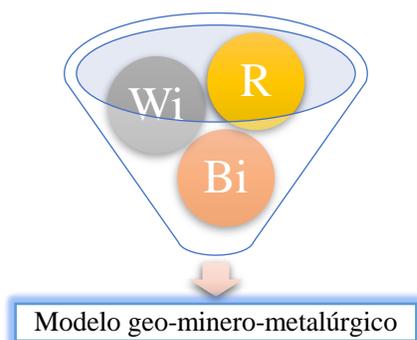


Figura 9. Geração do modelo geo-mínero-metalúrgico a partir das variáveis geometalúrgicas.
Fonte: Elaboração própria.

Existem inúmeras variáveis que podem ser incorporadas (Figura 10), e a seleção de cada uma delas depende do tipo de estimativa ou avaliação que se deseja fazer, ou também das considerações que estão sendo levadas em conta. Nesta pesquisa, o modelo será gerado a partir da recuperação metalúrgica e o índice de trabalho.

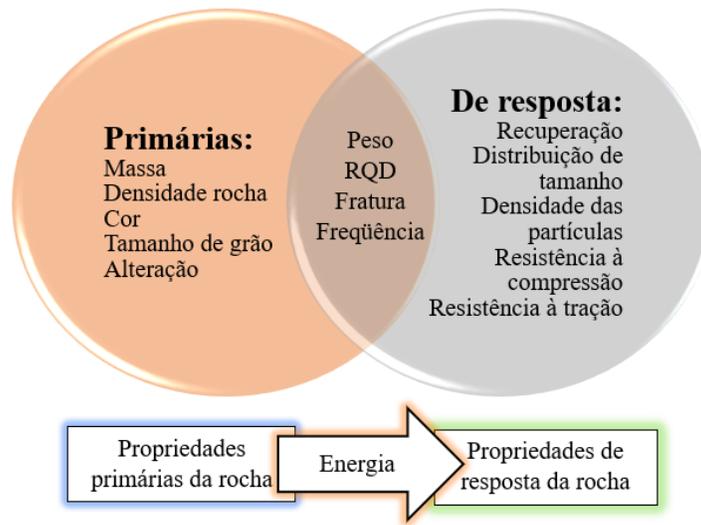


Figura 10. Tipo de variáveis das rochas.
Fonte: (STEWART, 2016).

3.4. Lei / Teor dos blocos

A geração do algoritmo que tem como objetivo otimizar as operações para obter o máximo benefício da extração dos recursos minerais começa com a estimativa de recursos, reservas e as leis dos blocos. A seleção do método convencional de estimativa mais apropriado depende de fatores como a forma, dimensão, complexidade ou tipo de amostra, e o processo de estimativa torna-se mais complexo dependendo da complexidade do depósito e as variáveis envolvidas (HALDAR, 2018a).

Os métodos comumente utilizados são: (1) Krigagem, (2) Inverso do quadrado da distância e (3) Polígonos, triângulos ou similar. Uma vez estabelecido o método que melhor se adapta ao depósito em questão, será definido todo o conjunto de blocos com as leis correspondentes. É importante esclarecer que a lei ou teor dos blocos é diferente à lei ou teor de corte. (CRUZAT, 2010; HALDAR, 2018b).

De acordo com a Norma Brasileira para Classificação de Recursos e Reservas Minerais do Ministério de Minas e Energia, os recursos e reservas podem-se classificar em 5 tipos diferentes (Figura 11) dependendo do grau de conhecimento geocientífico e dos fatores de modificação (MME, 2002):

Classificação dos recursos minerais:

- **Inferidos:** É a parte do recurso mineral para a qual a tonelagem ou volume, o teor e/ou qualidades e conteúdo mineral são estimados com base em amostragem limitada e, portanto, com baixo nível de confiabilidade. A inferência é feita a partir de informações suficientes (geológicas, geoquímicas ou geofísicas, utilizadas em conjunto ou separadamente), admitindo-se, sem comprovação, que haja continuidade e persistência de teor e/ou qualidades, de modo que se pode sugerir que o depósito tem potencial econômico. A pesquisa realizada não é detalhada (as estações de amostragem têm espaçamento relativamente amplo) e pode incluir exposições naturais e artificiais (trincheiras, poços, galerias e furos de sonda).

- **Indicados:** É a parte do recurso mineral para a qual a tonelagem ou volume, o teor e/ou qualidades, conteúdo mineral, morfologia, continuidade e parâmetros físicos estão estabelecidos, de modo que as estimativas realizadas são confiáveis. Envolve pesquisa com amostragem direta em estações (afloramentos, trincheiras, poços, galerias e furos de sonda), adequadamente espaçadas.
- **Medidos:** É a parte do recurso mineral para a qual a tonelagem ou volume, o teor e/ou qualidades, conteúdo mineral, morfologia, continuidade e parâmetros físicos são estabelecidos com elevado nível de confiabilidade. As estimativas são suportadas por amostragem direta em retículo denso (afloramentos, trincheiras, poços, galerias e furos de sonda), de modo que se comprova a permanência das propriedades.

Classificação das reservas minerais:

- **Indicadas:** É a parcela economicamente lavrável do recurso mineral indicado e, mais raramente, do recurso mineral medido, para a qual a viabilidade técnica e econômica foi demonstrada; inclui perdas (e diluição) com a lavra e o beneficiamento. Avaliações apropriadas, além da viabilidade técnica e econômica, são efetuadas compreendendo elementos modificadores, tais como fatores legais, ambientais e sociais. As avaliações são demonstradas para a época em que se reportam as reservas e razoavelmente justificadas.
- **Medidas:** É a parcela economicamente lavrável do recurso mineral medido, incluindo perdas (e diluição) com a lavra e o beneficiamento, para a qual a viabilidade técnica e econômica encontra-se tão bem estabelecida que há alto grau de confiabilidade nas conclusões. Os estudos abrangem análises dos diversos elementos modificadores (tais como lavra, beneficiamento, metalurgia, economia e mercado, fatores legais, ambientais e sociais) e demonstram que, na época em que se reportaram as reservas, sua extração era claramente justificável, bem como adequadas as hipóteses adotadas para investimentos.

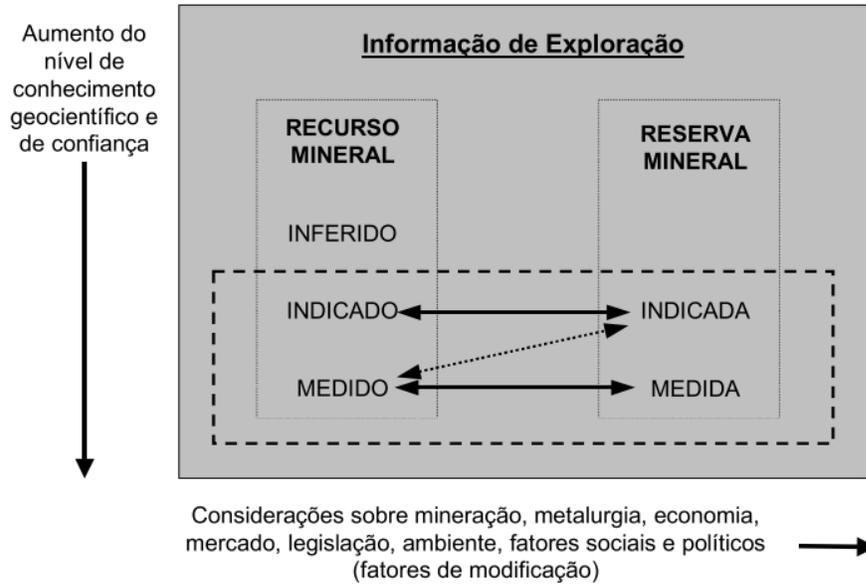


Figura 11. Relação entre Informação de Exploração, Recurso Mineral e Reserva Mineral.
 Fonte: (MME, 2002).

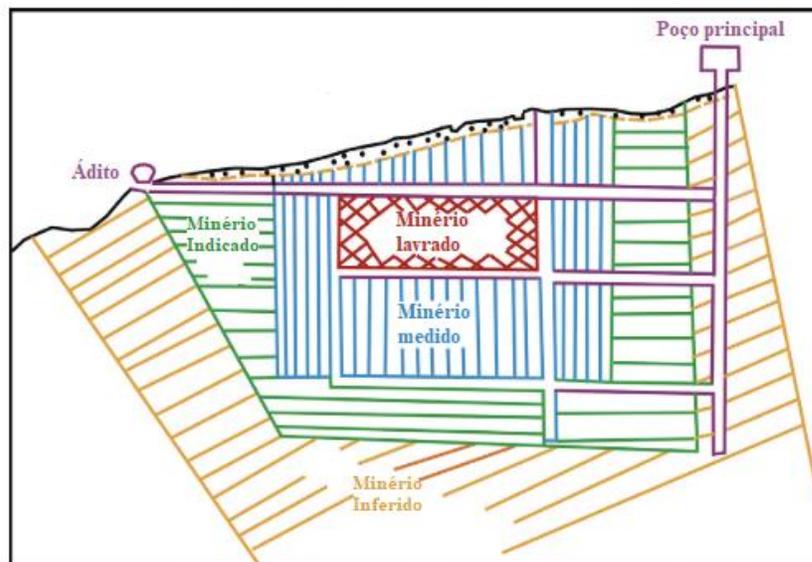


Figura 12. Representação da classificação do minério.
 Fonte: (HALDAR, 2018a).

Um fator de grande importância na hora de fazer a estimativa dos recursos e atribuir as informações aos blocos, é a escolha do número dos blocos e os tamanhos deles. Como regra geral, as dimensões dos blocos devem ser limitadas ao tamanho da rede de sondagem, já que a maior restrição na estimativa da lei vem da quantidade de dados. González et al. (2011) corroboraram que este fator tem grande influência na precisão e exatidão na estimativa graças à pesquisa que levou a cabo no depósito Mariel.

3.5. Valor econômico dos blocos

Uma vez conhecidas as leis para os diferentes blocos, é calculado o valor econômico de cada um deles, processo no qual para cada bloco é atribuído um valor (expresso em qualquer tipo de moeda). Assim, o problema do desenho da mina torna-se basicamente em encontrar aquele conjunto de blocos que dão o máximo valor possível e que atendem às restrições de mineração que podem aparecer ocasionalmente (CRUZAT, 2010).

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

- a) Valor da mineralização presente no bloco (I).
- b) Custos diretos que podem ser diretamente atribuídos a cada bloco (CD): perfuração, desmonte, transporte, tratamento, etc.
- c) Custos indiretos que não podem ser atribuídos aos blocos individuais (CI) e que, além disso, são uma função do tempo: salários, amortização do valor do maquinário, etc.

Assim, o valor econômico de cada bloco pode-se calcular por meio da seguinte fórmula:

$$VEB = I - CD \quad \text{(Equação 7)}$$

É importante notar que o valor econômico do bloco não é o mesmo que o benefício do bloco. A função que define o benefício (ganhos ou perdas) de uma operação será discutido na seguinte seção.

3.6. Função benefício dos blocos

De modo geral, a função benefício é o resultado da diferença entre a somatória dos valores econômico dos blocos e os custos indiretos (CRUZAT, 2010):

$$Benefício = \sum(VEB) - CI \quad (\text{Equação 8})$$

É nesta fase que as 3 variáveis selecionadas serão incorporadas para notar a variação da função em comparação com as variáveis que são avaliadas convencionalmente. Existem várias maneiras de escrever uma expressão para a função benefício de um bloco, dependendo das variáveis que serão levadas em conta. Por exemplo, para Whittle et al. (2005) a função define-se da seguinte forma:

$$Benefício = (Mt. R. Pr - Mn. Ce) - Rc. Cm \quad (\text{Equação 9})$$

Onde,

Mt: Toneladas do metal na parcela de minério.

R: Recuperação metalúrgica.

Pr: Preço obtido por unidade de produto vendido.

Mn: Toneladas de minério na parcela de minério.

Ce: Custo extra por tonelada de minério.

Rc: Quantidade total de rocha (minério e estéreis) no bloco.

Cm: Custo da lavra de uma tonelada de estéreis.

Em mineração, o planejamento e otimização pode ser aplicado em qualquer área de trabalho e com diferentes tipos de técnicas. Nesta pesquisa será maximizada a função benefício (valor total da lavra) ao invés de maximizar o valor por tonelada de produto vendável, a vida útil da mina, a lei de corte ou a quantidade de metal na lavra por exemplo (CRUZAT, 2010; KWIRI; GENC, 2017).

Atualmente existem dois algoritmos que são os mais utilizados comercialmente: Cone Flutuante e Lerchs-Grossmann. Cada metodologia utiliza fundamentos e procedimentos

matemáticos diferentes, mas cada um deles permite atingir um estudo econômico preciso dos blocos mineralizados dependendo das condições (CASTILLO, 2009):

a) Cone Flutuante:

O método do cone flutuante é uma das técnicas mais amplamente aceitas para os desenhos dos limites de cava, porque é rápido de executar, rápido e fácil de conceituar. Consiste basicamente no estudo econômico dos blocos mineralizados e estéreis que caem dentro de um cone invertido, que se move sistematicamente através de uma matriz de blocos cujo vértice ocupa sucessivamente os centros dos blocos (VALLEJO; BAQUERO; FRANCO, 2010).

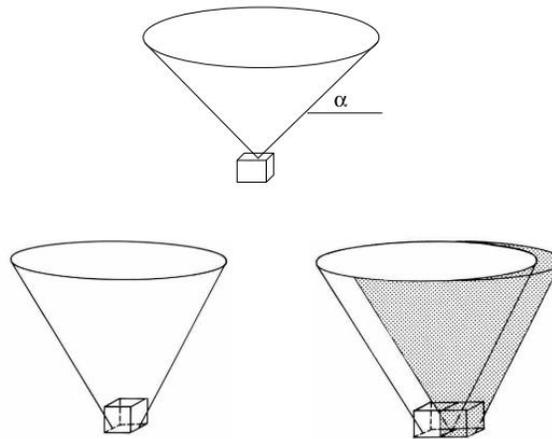


Figura 13. Representação do cone flutuante nos blocos de minério.
Fonte: (CRUZAT, 2010).

A forma do cone é definida de tal forma que está em conformidade com as restrições de inclinação (α) da cava nas diferentes áreas do depósito, e sua viabilidade econômica é calcula da seguinte maneira (CASTILLO, 2009; CRUZAT, 2010):

$$B = (Pr.R.G.Nb) - (Mm + P).Nb - (Me.Ne).Vb.Da \quad (\text{Equação 10})$$

Onde,

B: Benefício.

Pr: Preço de venda do metal.

R: Recuperação metalúrgica.

G: Lei média.

Nb: Número de blocos com lei média G.

Mm: Custo de extração e transporte de cada tonelada de minério.

P: Custo de processamento de cada tonelada de minério.

Me: Custo de extração e transporte de cada tonelada de minério.

Ne: Número de blocos de estéril.

Vb: Volume do bloco.

Da: Densidade aparente.

Os princípios básicos da metodologia são: a) Para extrair um bloco de minério requer a remoção dos blocos imediatamente acima dele, b) A superfície lateral do cone representa o ângulo de inclinação da cava, c) O cone está apoiado no centro do bloco que quer ser removido e d) O bloco de minério de interesse deve fornecer um benefício positivo.

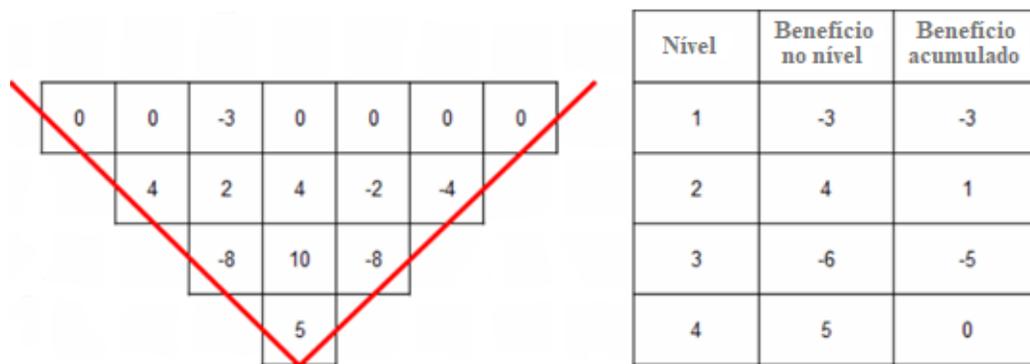


Figura 14. Representação do procedimento do cone flutuante.
Fonte: (CRUZAT, 2010).

b) Lerchs-Grossmann:

É um algoritmo de programação dinâmica que converte o modelo econômico de blocos de um depósito em um gráfico 2D, que é um diagrama simples que consiste em um conjunto de nós ou vértices, e um conjunto de arcos de conexão (linhas com direção) usados para indicar a relação entre os vértices.

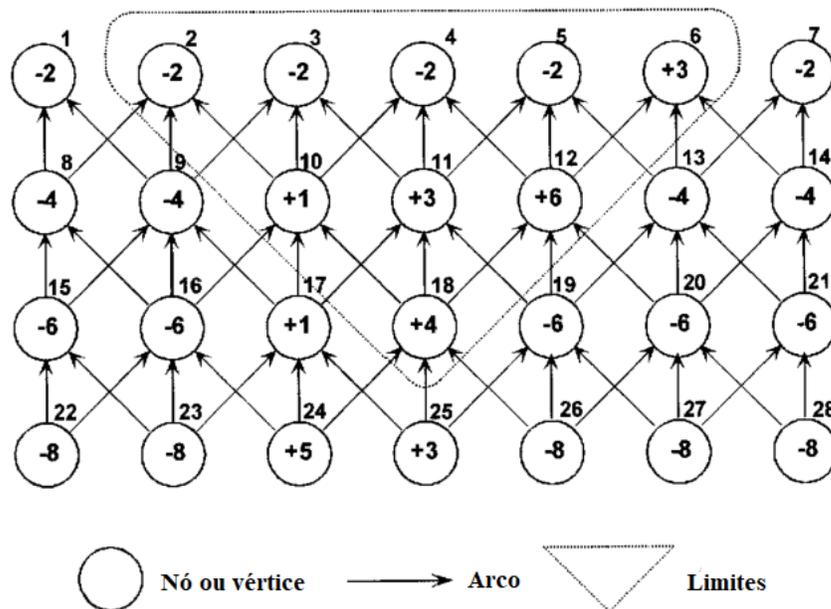


Figura 15. Representação da seção vertical em cada bloco do modelo.
 Fonte: (KHALOKAKAIE; DOWD; FOWELL, 2014).

Cada bloco é representado por um vértice; cada vértice é atribuído uma massa igual ao valor líquido do bloco correspondente. Os vértices são conectados por arcos de forma a representar as restrições de mineração ou acesso. Esses arcos indicam quais blocos devem ser removidos antes que um determinado bloco possa ser extraído ((KHALOKAKAIE; DOWD; FOWELL, 2014; STUART, 1992).

Em geral, cada um dos métodos permite obter bons resultados na otimização do planejamento estratégico, embora o método do cone flutuante possui algumas limitações. Em comparação com o método Lerchs-Grossmann, o método do cone flutuante apresenta um baixo nível de flexibilidade já que não fornece bons resultados para corpos com geologias irregulares, mas a maior vantagem que este método tem é que é relativamente fácil de entender e aplicar.

4. METODOLOGIA

A metodologia que será desenvolvida durante a realização do projeto é a mesma que foi desenvolvida no artigo científico *“Incorporation of Geometallurgical Attributes and Geological Uncertainty into Long-Term Open-Pit Mine Planning”* por Morales et al. (2019). A metodologia será aplicada em dois casos de estudos diferentes: o primeiro caso corresponde ao modelo de blocos no qual o índice de trabalho não é incorporado, e o segundo caso é o modelo de blocos no qual o índice de trabalho é incorporado por meio de uma relação com a tonelagem por hora.

As 6 etapas e as sequências correspondentes são apresentadas na seguinte figura:

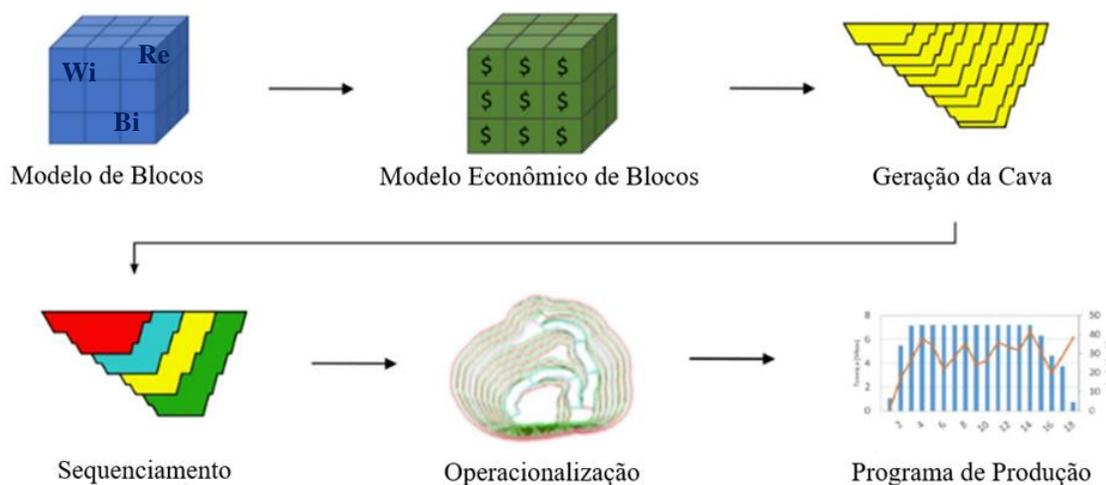


Figura 16. Etapas para a otimização do planejamento estratégico.
Fonte: (MORALES et al., 2019).

4.1. Modelo de blocos

Por meio de um software especializado se iniciará a otimização do planejamento estratégico com a geração do modelo de blocos, no qual são incorporadas as variáveis geometalúrgicas tais como a recuperação metalúrgica (R) e o índice de trabalho (W_i).

O modelo de blocos é uma representação do corpo mineralizado por meio de volumes de blocos geralmente regulares. Cada bloco deste modelo recebe atributos do depósito, tais como grau, densidade, tipo de rocha, variáveis geometalúrgicas, entre outros. Além disso, parâmetros como preços, custos de lavra e processamento, e vários parâmetros

4.3. Geração da cava matemática

A cava matemática corresponde ao modelo do corpo que idealmente poderia ser lavrado porque os blocos que estão envolvidos possuem um valor econômico que possibilita sua lavra. Este desenho leva em consideração fatores operacionais como por exemplo o ângulo de estabilidade dos taludes, a inclinação das rampas, as rotas de acesso, a orientação espacial da cava, os limites da cava final (Figura 20), entre outros. A Figura 19 apresenta um exemplo de uma mina real no Chile:

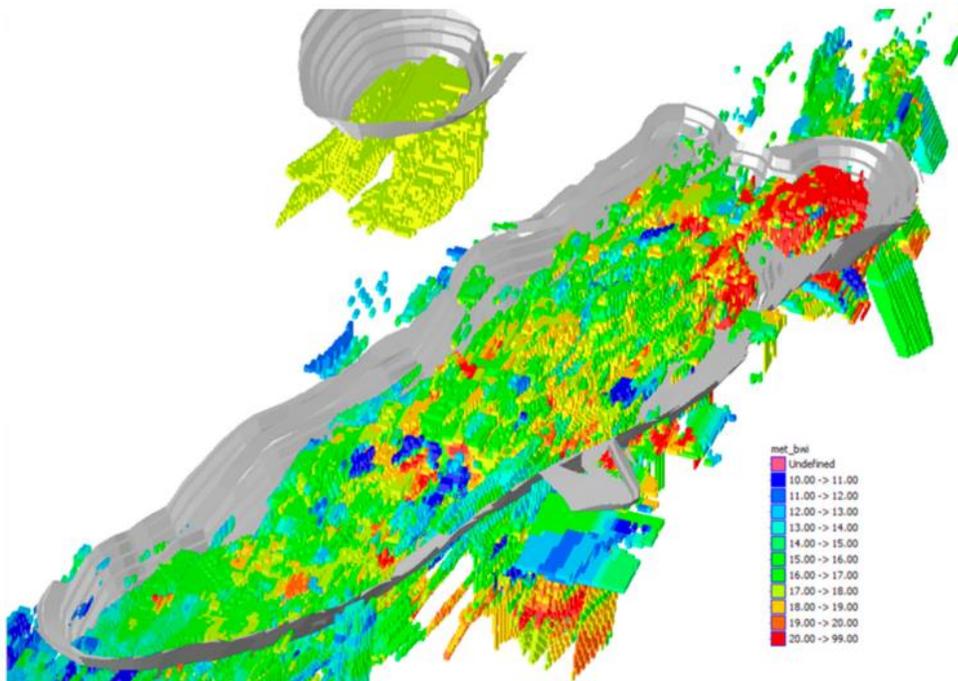


Figura 19. Representação dos limites da cava no modelo de blocos.
Fonte: (DOMINY et al., 2018).

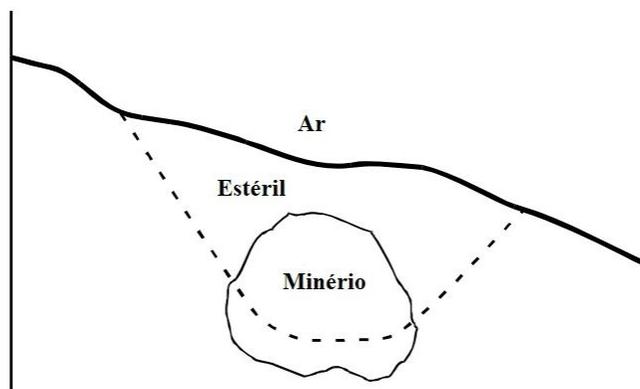


Figura 20. Limites da cava final de acordo com a geometria do corpo mineralizado.
Fonte: (WHITTLE et al., 2005).

4.4. Sequenciamento de lavra

A extração dos blocos é programada ao longo do tempo enquanto satisfazem-se várias restrições, como a inclinação dos taludes ou paredes para garantir a estabilidade, disponibilidade limitada de recursos operacionais (transporte e processamento), e concentrações máximas e/ou mínimas permitidas de teor de minério ou poluentes, também conhecidas como mistura (MORALES et al., 2019). Esse último fator é de grande importância especialmente na mineração de ferro, onde geralmente existem várias frentes de lavras e o material de cada uma das frentes é misturado para atingir os requerimentos de qualidade.

Os blocos que compõem o modelo de blocos apresentam uma ligação uns dos outros, essa ligação é conhecida como a relação de precedência dos blocos. Na Figura 21 pode-se apreciar que nos dois casos, para a extração dos blocos que estão no nível inferior (nível 2) é preciso primeiro extrair os blocos que estão no nível 1 (REZAKHAH; NEWMAN, 2018).

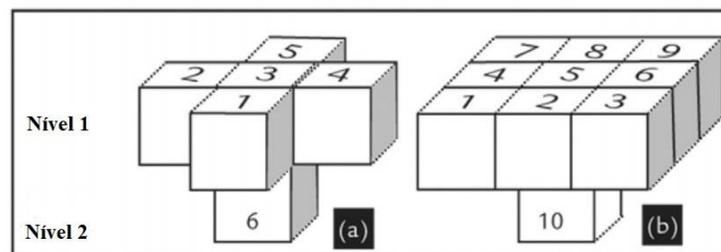


Figura 21. Exemplos da relação de precedência dos blocos.
Fonte: (REZAKHAH; NEWMAN, 2018).

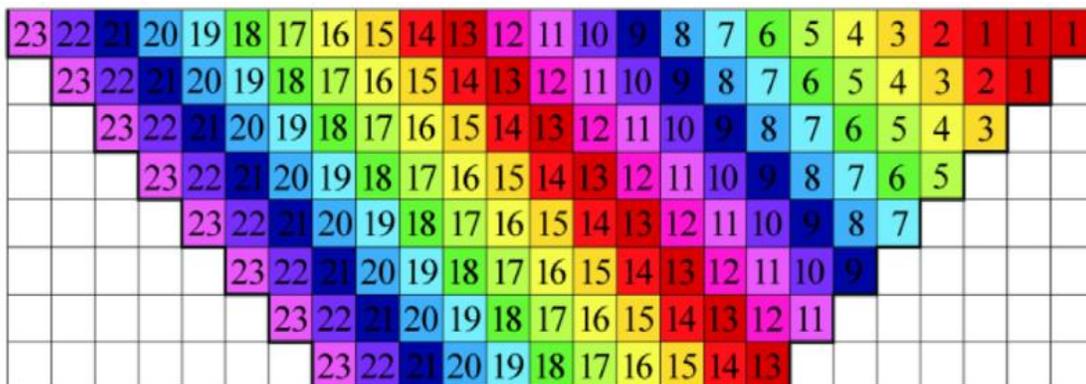


Figura 22. Representação da sequência de lavra de um corpo mineralizado.
Fonte: (NEHRING et al., 2018).

4.5. Operacionalização de lavra

A etapa de operacionalização de lavra consiste em acrescentar os parâmetros técnicos e restrições que foram definidos no modelo. Por exemplo, o ângulo de inclinação dos taludes, a altura da bancada, o tamanho da berma ou a largura da estrada fazem parte dos parâmetros técnicos de desenho. Muitos desses parâmetros variam dependendo das condições geológicas, geotécnicas, zonas da mina, fatores operacionais, etc.

4.6. Programa de produção

Um dos principais resultados do processo de planejamento é o programa de produção, que indica como e quando as reservas de minério serão extraídas para maximizar o valor presente líquido do projeto e gerar uma previsão financeira que comprometa a produção da mina ao longo do tempo (MORALES et al., 2019). O programa de produção deve considerar também as variações do preço do minério no mercado para assim ajustar a lei de corte e otimizar de maneira dinâmica a lavra.

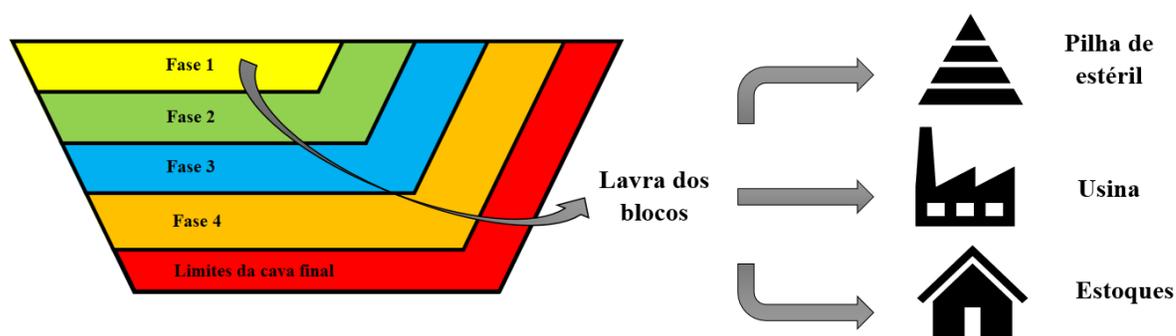


Figura 23. Representação de um programa de produção.
Fonte: Elaboração própria baseado em (REZAKHAH; NEWMAN, 2018).

5. RESULTADOS

5.1. Parâmetros técnicos e econômicos

Para o planejamento estratégico de minas é necessário contar com alguns parâmetros técnicos e econômicos, especialmente para a valoração do modelo de blocos e a otimização subsequente. É importante ressaltar que os mesmos parâmetros foram usados tanto no modelo que incorpora variáveis geometalúrgicas quanto no modelo que não as incorpora. Na Tabela 5 são apresentados os parâmetros que foram levados em consideração.

*Tabela 5. Parâmetros técnicos e econômicos.
Fonte: (GUERRERO, 2016).*

Preço de cobre (US\$/Lb)	2,68
Custo TC-RC (US\$/Lb)	0,17
Custo de venda (US\$/Lb)	0,18
Custo de processamento (US\$/Ton)	12,5
Custo de mina (US\$/Ton)	2,1-3,0
Custo de mina estéril (US\$/Ton)	1,9
Taxa de desconto (%)	10
Angulo de talude (°)	50
Capacidade de usina (Mton/ano)	7
Capacidade de mina (Mton/ano)	40
Fator de conversão	2204,6

5.2. Lei de corte

De acordo com os parâmetros técnicos e econômicos levados em consideração para a modelagem (Tabela 5) se pode calcular a lei de corte, que corresponde à lei ou teor mínimo que pode ter um bloco mineralizado para ser considerado minério e subsequentemente ser lavrado. A lei de corte é calculada com a seguinte equação (GUERRERO, 2016):

$$LC = \frac{Cm \text{ estéril} + Cp + \Delta \text{Custo de minas}}{Rec * (\text{Preço Cu} - Cfr) * FC} \quad (\text{Equação 11})$$

Onde,

Cm estéril: Custo de mina estéril.

Cp: Custo de processamento.

Δ Custo de minas: Custo de mina minério – Custo de mina estéril.

Cfr: Custo TC-RC + Custo de venda.

FC: Fator de conversão.

Segundo a equação 11, a lei de corte é 0.402%. Assim, todos os blocos que tenham um teor igual ou superior à lei de corte serão considerados minério e serão levados para usina, enquanto os blocos que tenham um teor menor serão considerados estéril e serão levados para a pilha de estéril.

5.3. Modelo de blocos

O modelo tem 156.579 blocos com tamanho padronizado de 50x50x15. Os blocos estão distribuídos nas seguintes coordenadas:

*Tabela 6. Localização espacial do modelo de blocos.
Fonte: Elaboração própria no Doppler.*

Coordenada	X	Y	Z
Mínima	99675.0	97775.0	2267.5
Máxima	102475.0	99775.0	3257.5

A Tabela 7 apresenta algumas estatísticas descritivas dos atributos que estão envolvidas no modelo. A variável tonelagem por hora é a variável na qual foi incorporado o índice de trabalho.

Tabela 7. Estatísticas dos atributos envolvidos no modelo de blocos.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

Variável	Mínimo	Máximo	Média	Mediana	Moda	Desv. Estándar
Teor de Cu	0,0000	1,4007	0,2983	0,2658	0,0000	0,2740
Densidade	0,0000	2,6440	2,6080	2,6150	2,6150	0,0687
Recuperação	0,0000	0,9560	0,6680	0,9150	0,9150	0,3907
Tonelagem	0,0001	6196,8750	6112,4394	6128,9063	6128,9063	160,9983
Ton. por hora	0,0000	2755,0000	1926,0894	2050,0000	2048,0000	498,0267

5.4. Modelo econômico de blocos

A valoração econômica do modelo de blocos foi feita a partir da equação da função benefício, a mesma formula foi aplicada nos dois casos de estudo e a única variação foi em questão as variáveis de tonelagem. A continuação é apresentada a equação da função benefício:

$$B = Ton * Teor * FC * Rec * (PCu - CV) - (CM + CP) * Ton \quad (\text{Equação 12})$$

Onde,

B: Benefício.

Ton: Tonelagem.

FC: Fator de conversão.

Rec: Recuperação.

PCu: Preço de cobre

CV: Custo de venda

CM: Custo de mina

CP: Custo de usina

Pode-se apreciar na Tabela 8 as estatísticas que correspondem às duas funções benefício, os valores variam consideravelmente já que na equação estão envolvidos diferentes fatores

Tabela 8. Estatísticas da função benefício para os dois casos de estudo.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

Variável	Mínimo	Máximo	Média	Mediana	Moda	Desv. Estándar
Val.estéril	-18461,8	0,0	-17022,4	-17066,6	-18280,1	859,1
Val.estéril_wi	-7258,3	0,0	-5356,4	-5724,8	0,0	1400,9
Fun. Benef.	-1999233491,2	497253868,2	-50904441,1	-68621942,6	-197272086,1	134836669,1
Fun. Benef._wi	-82784736,5	160438817,7	-16661282,7	-19766066,8	-63261388,8	42365096,8
Val. Pitfinal	-18461,8	497253868,2	36509367,9	-16367,9	-18169,8	70172352,6
Val. Pitfinal_wi	-7225,3	160438817,7	10691953,6	-5506,3	0,0	22325049,1

Os blocos que tem interesse econômico são aqueles que possuem um valor acima de zero ou positivo na função benefício, já que a extração destes blocos não vai gerar prejuízo, pelo contrário o objetivo é gerar lucro. As Figuras 24 e 25 ilustram os modelos de blocos que possuem um benefício positivo, aparentemente os modelos são iguais para os dois casos, mas algumas pequenas diferenças se podem apreciar.

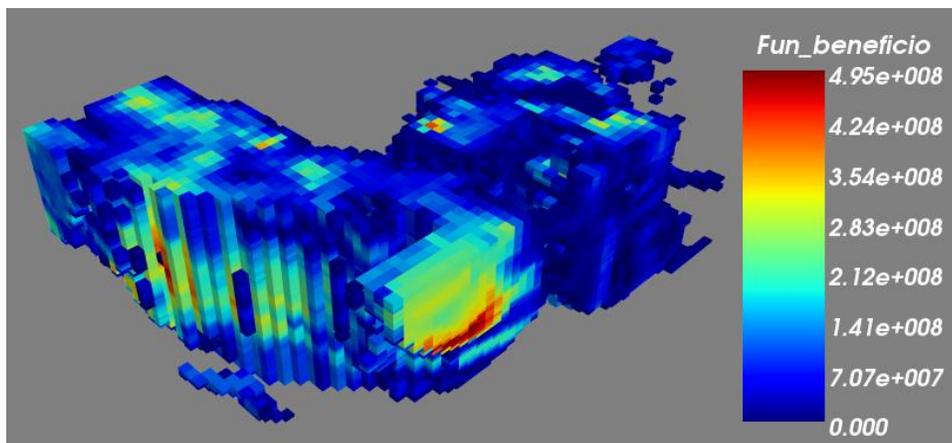


Figura 24. Modelo econômico de blocos com função benefício positiva sem incorporação do Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

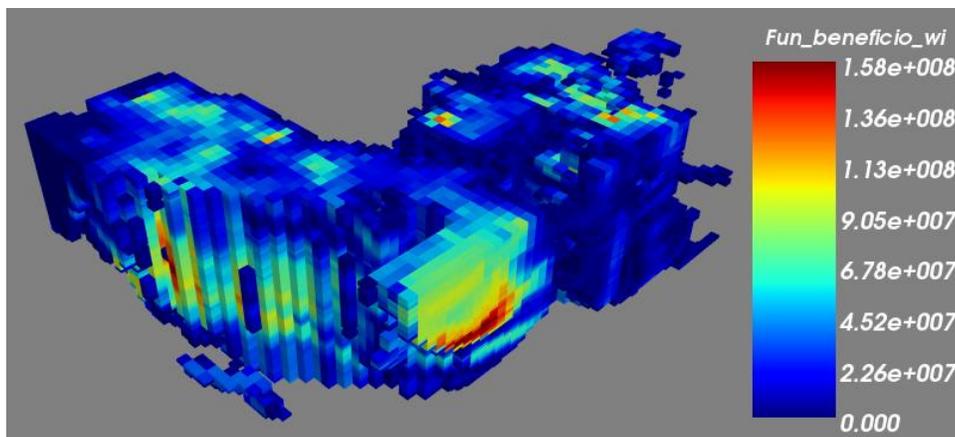
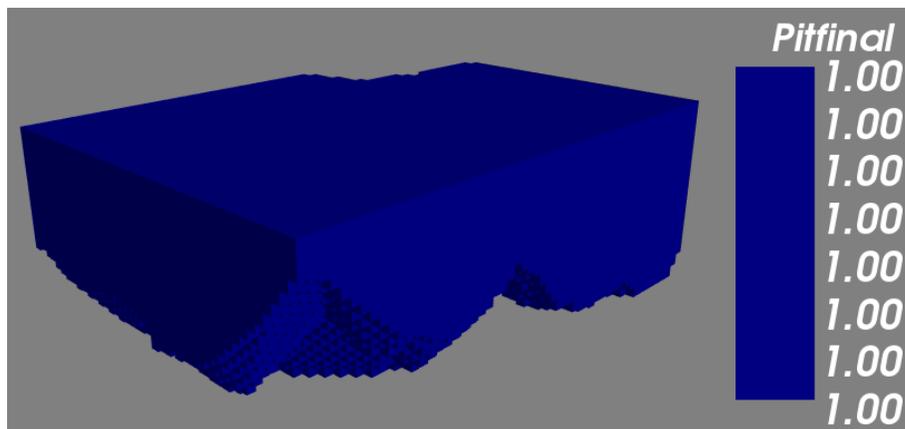


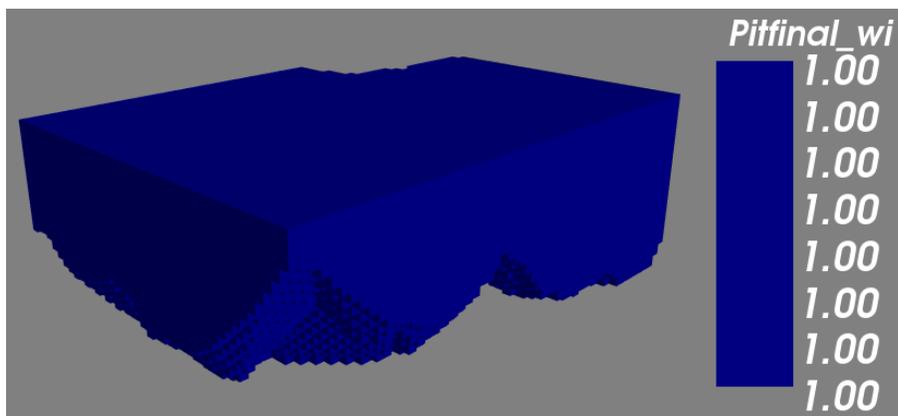
Figura 25. Modelo econômico de blocos com função benefício positiva com incorporação do Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

5.5. Geração da cava final

Mesmo que com a função benéfico, a cava final do modelo para os dois casos é muito parecida, porém, existe diferença. O Pit final do modelo sem incorporação do Wi está composto por 110.919 blocos e um valor presente de $5.72E+23$, enquanto o outro pit está composto por 110.593 blocos e um valor presente de $1.67E+23$, quer dizer que a diferença entre os dois é de 326 blocos e um valor presente de $4.04E+23$.



*Figura 26. Cava final do modelo sem incorporação do Wi.
Fonte: Elaboração própria no Doppler.*



*Figura 27. Cava final do modelo com incorporação do Wi.
Fonte: Elaboração própria no Doppler.*

5.6. Geração das cavas aninhadas

As cavas aninhadas (Figuras 28 e 29) tem o mesmo formato do pit final em ambos os casos de estudo, só que apresentam um zoneamento de cor que representa o sequenciamento de lavra do minério. Como nos procedimentos anteriores, a diferença entre os dois modelos é mínima

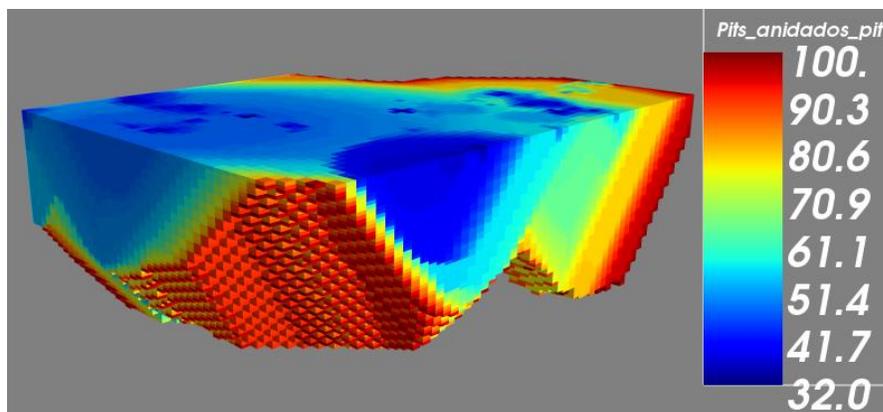


Figura 28. Cavas aninhadas do modelo sem incorporação do Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

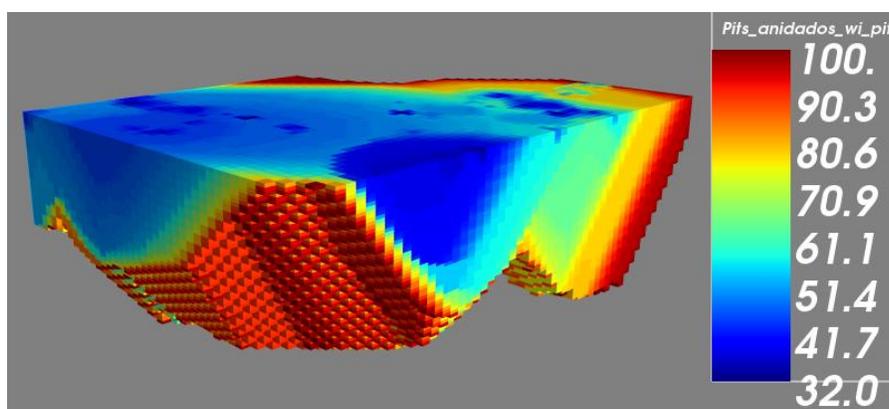


Figura 29. Cavas aninhadas do modelo com incorporação do Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

5.7. Sequenciamento de lavra

Esta fase foi feita para os dois casos de estudo por meio de dois métodos diferentes que oferece o software, o primeiro método é o sequenciamento convencional e o segundo é o sequenciamento direto.

5.7.1. Sequenciamento convencional

Para o sequenciamento convencional, foram definidas 4 fases diferentes levando em consideração a tonelagem em cada uma delas. As fases são as mesmas nos dois casos de estudo.

As Figuras 30, 31, 32 e 33 ilustram a evolução do modelo de blocos sem a incorporação do Wi em cada uma das fases:

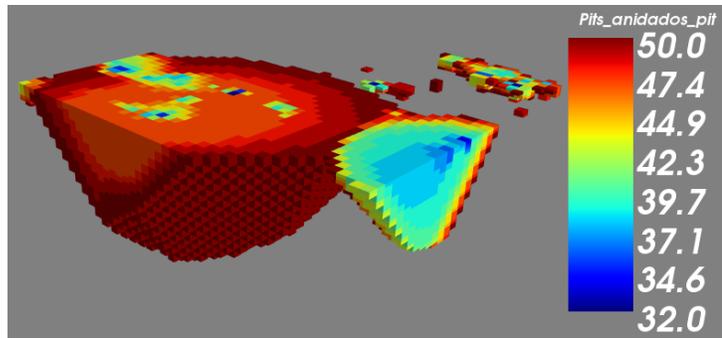


Figura 30. Cavas aninhadas na fase 1 do modelo sem Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

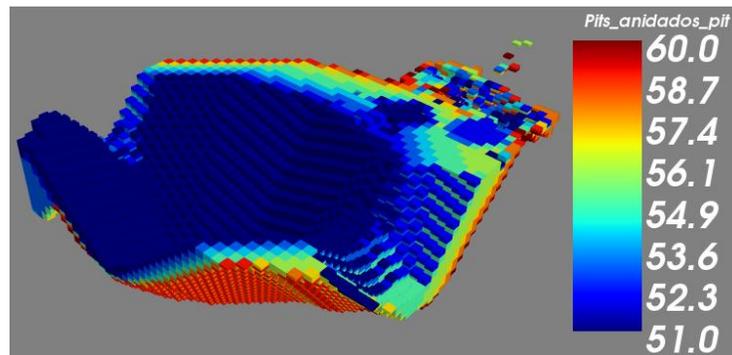


Figura 31. Cavas aninhadas na fase 2 do modelo sem Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

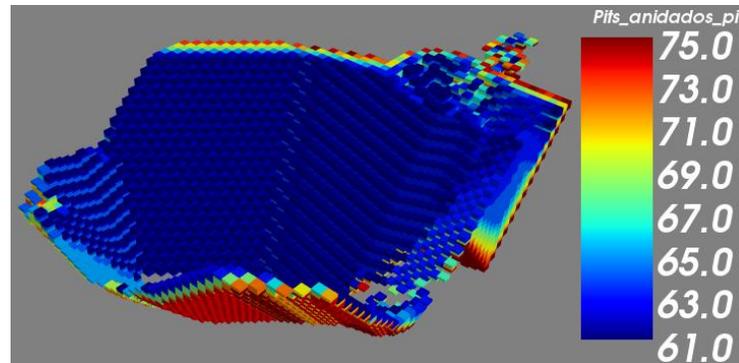


Figura 32. Cavas aninhadas na fase 3 do modelo sem Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

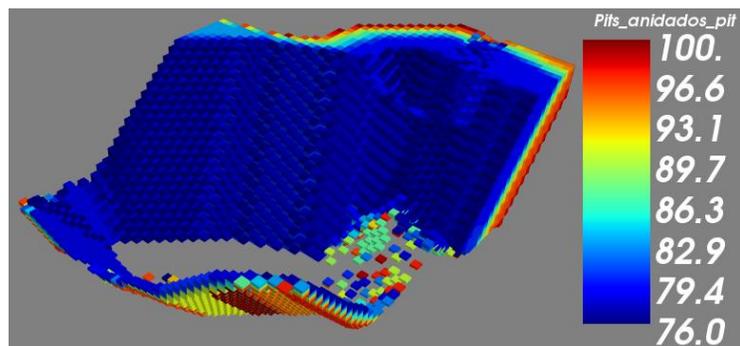


Figura 33. Cavas aninhadas na fase 4 do modelo sem Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

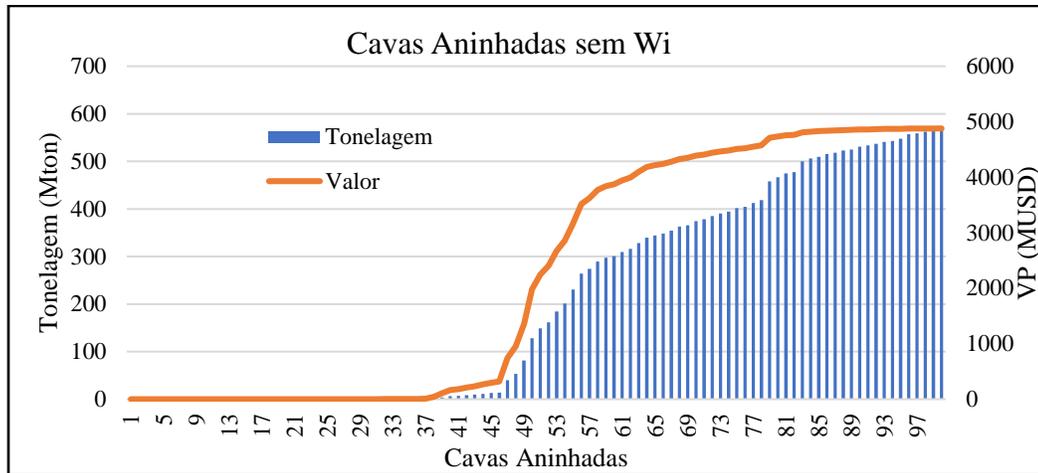


Figura 34. Sequenciamento convencional de lavra em 4 fases do modelo sem incorporação do Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

Tabela 9. Relação da tonelagem e valor por fases do modelo sem Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

Fases	Cavas Aninhadas	Tonelagem (Mton)	VPL (MUSD)
1	0-50	128.181.572	1.980.314.428
2	51-60	300.577.132	3.871.405.610
3	61-75	401.457.160	4.510.613.801
4	76-100	571.840.970	4.879.219.206
Vida útil de mina		14 anos	

A Figura 34 e a Tabela 9 apresentam a relação da tonelagem e o valor presente líquido para o modelo sem Wi em cada uma das fases ao longo da vida útil da mina. A tonelagem e o valor aumentam com o tempo até atingir um patamar na fase final, as tendências das curvas são típicas deste tipo de gráficos. É importante ressaltar que durante uma parte considerável da fase 1 o valor presente líquido é zero, pelo que durante esse tempo o projeto não vai gerar lucro nem prejuízo.

As Figuras 35, 36, 37 e 38 ilustram a evolução do modelo de blocos com a incorporação do Wi em cada uma das fases:

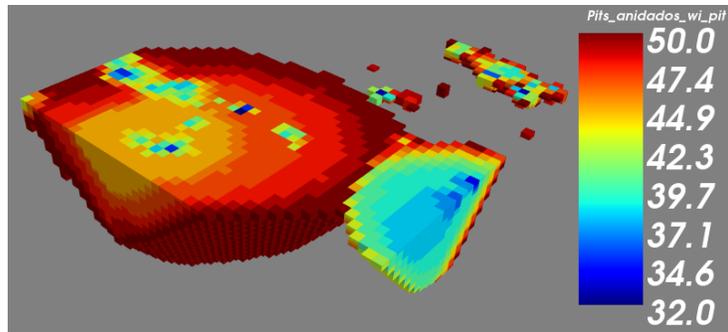


Figura 35. Cavas aninhadas na fase 1 do modelo com Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

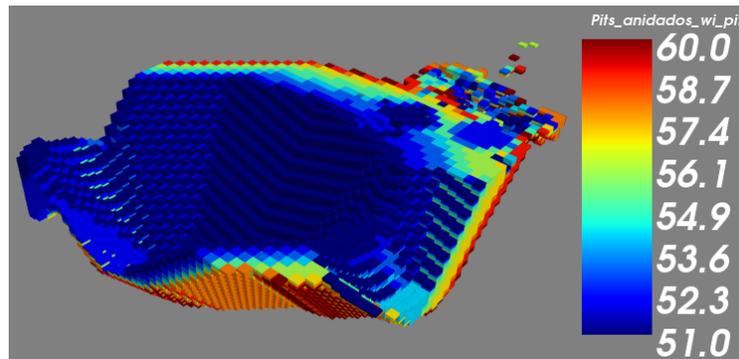


Figura 36. Cavas aninhadas na fase 2 do modelo com Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

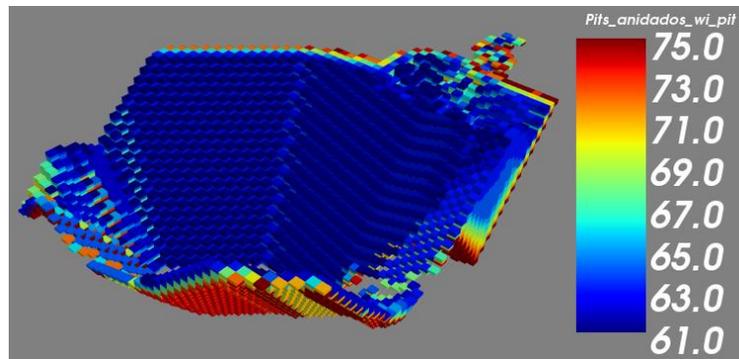


Figura 37. Cavas aninhadas na fase 3 do modelo com Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

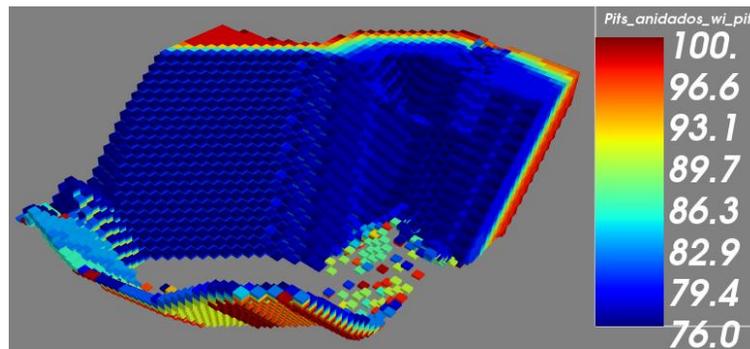


Figura 38. Cavas aninhadas na fase 4 do modelo com Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

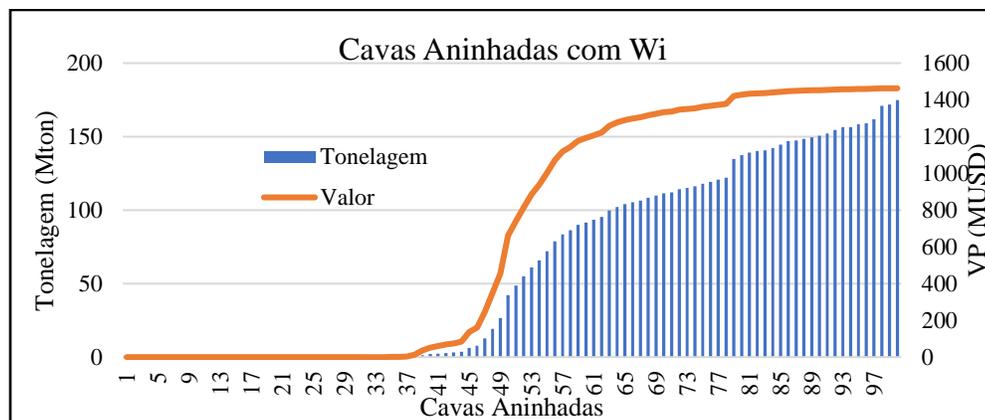


Figura 39. Sequenciamento convencional de lavra em 4 fases do modelo com incorporação do Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

Tabela 10. Relação da tonelagem e valor por fases do modelo com Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

Fases	Cavas Aninhadas	Tonelagem (Mton)	VPL (MUSD)
1	0-50	42.147.054	661.235.538
2	51-60	91.563.193	1.192.638.900
3	61-75	117.948.460	1.362.513.925
4	76-100	174.848.830	1.462.759.834
Vida útil de mina		5 anos	

A relação amostrada na Figura 39 e a Tabela 10 da tonelagem e o valor presente líquido para o modelo com Wi em cada uma das fases ao longo da vida útil da mina apresenta o mesmo comportamento que no caso anterior. A maior diferença está na magnitude nos valores da tonelagem e o valor presente líquido, mas as tendências das curvas são as mesmas. Os valores dos parâmetros variam consideravelmente pela mesma natureza da variável, a tonelagem por hora no modelo que incorpora o Wi representa em torno de um terço do valor da tonelagem no modelo que não incorpora o índice de trabalho.

5.7.2. Sequenciamento direto

O sequenciamento direto foi feito a partir de um método que possui o Doppler chamado *TopoSort*, este método funciona levando em consideração as capacidades da mina e a usina, os destinos onde vai ser disposto o material dependendo se é estéril ou minério e o ângulo de talude da cava final. As Figuras 40, 41, 42 e 43 amostram a evolução da cava do modelo sem Wi e as Figuras 44, 45, 46 e 47 a evolução do modelo com Wi.

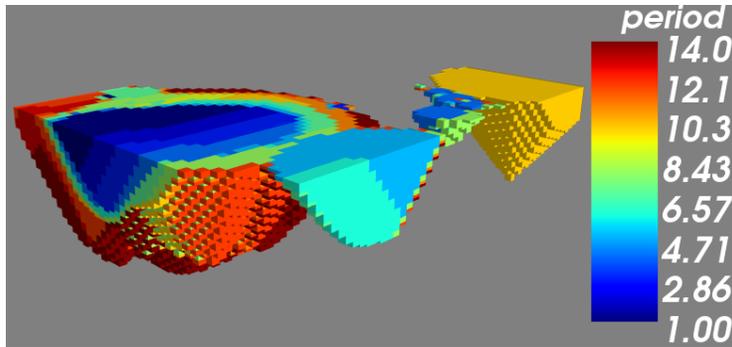


Figura 40. Sequenciamento direto no período 1 do modelo sem W_i .
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

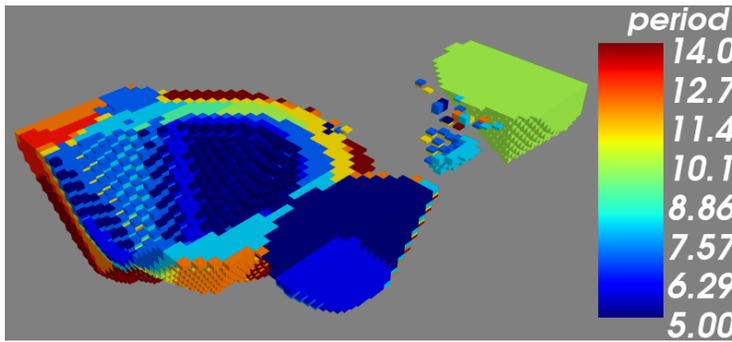


Figura 41. Sequenciamento direto no período 5 do modelo sem W_i .
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

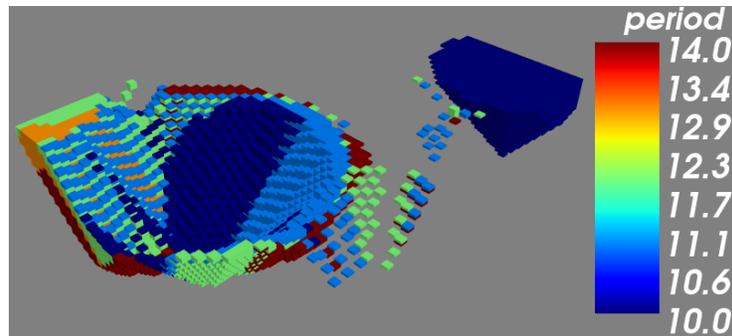


Figura 42. Sequenciamento direto no período 10 do modelo sem W_i .
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

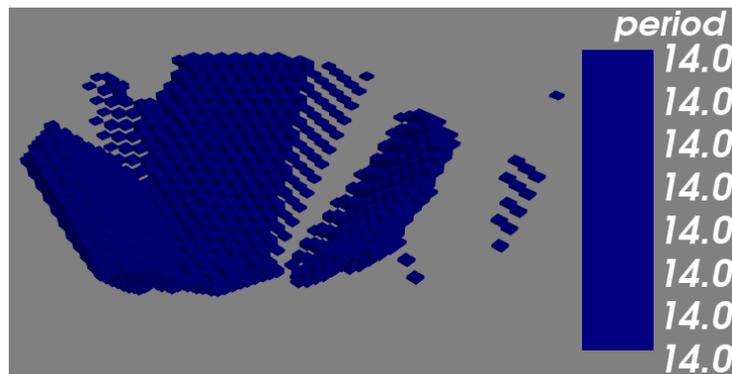


Figura 43. Sequenciamento direto no período 14 do modelo sem W_i .
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

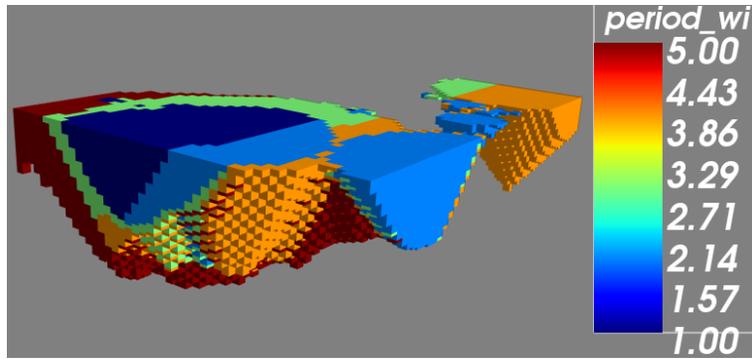


Figura 44. Sequenciamento direto no período 1 do modelo com Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

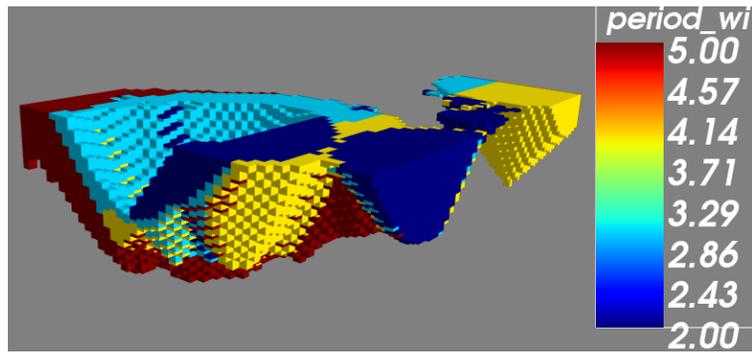


Figura 45. Sequenciamento direto no período 2 do modelo com Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

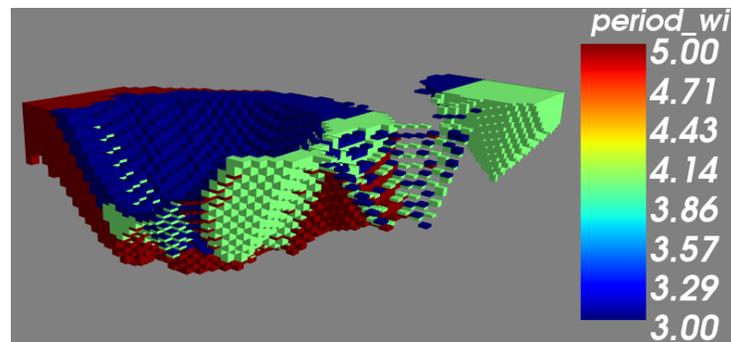


Figura 46. Sequenciamento direto no período 3 do modelo com Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

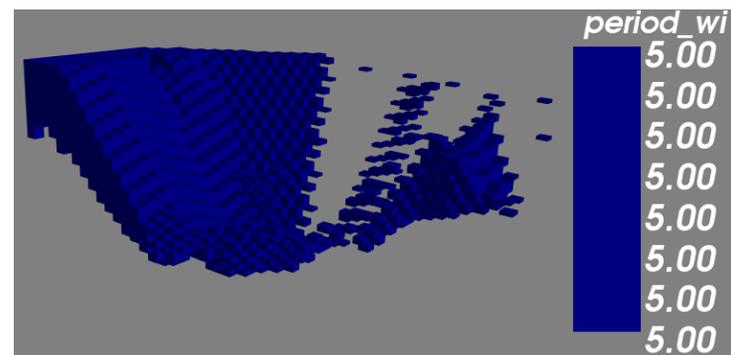


Figura 47. Sequenciamento direto no período 5 do modelo com Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

Mesmo como no sequenciamento convencional, a diferença entre os dois casos de estudo é mínima. A diferença mais significativa entre os dois casos de estudo é o número de períodos nos quais o minério vai ser lavrado.

5.8. Programa de Produção

Nesta fase há 4 cenários diferentes, já que para cada caso de estudo foram gerados dois programas de produção, um programa pelo método convencional e outro pelo método direto. Os gráficos ilustram como é o desenvolvimento do projeto ao longo do tempo, e por sua vez permite tomar decisões no que tange a investimento.

5.8.1. Programa de Produção Convencional

Tabela 11. VP e o número de períodos do programa de produção convencional do modelo sem Wi.
Fonte: Elaboração própria no Doppler.

Valor Presente (VP)	3.018.015.913
Períodos	14

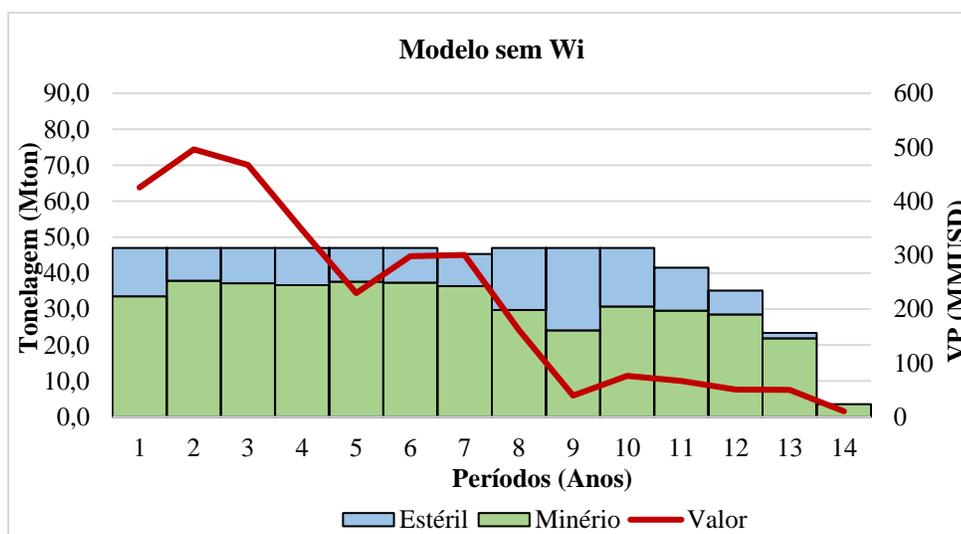


Figura 48. Programa de produção convencional (Fase-banco) do modelo sem Wi.
Fonte: Elaboração própria no Doppler.

Tabela 12. VP e o número de períodos do programa de produção convencional do modelo com Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

Valor Presente (VP)	696.904.150
Períodos	6

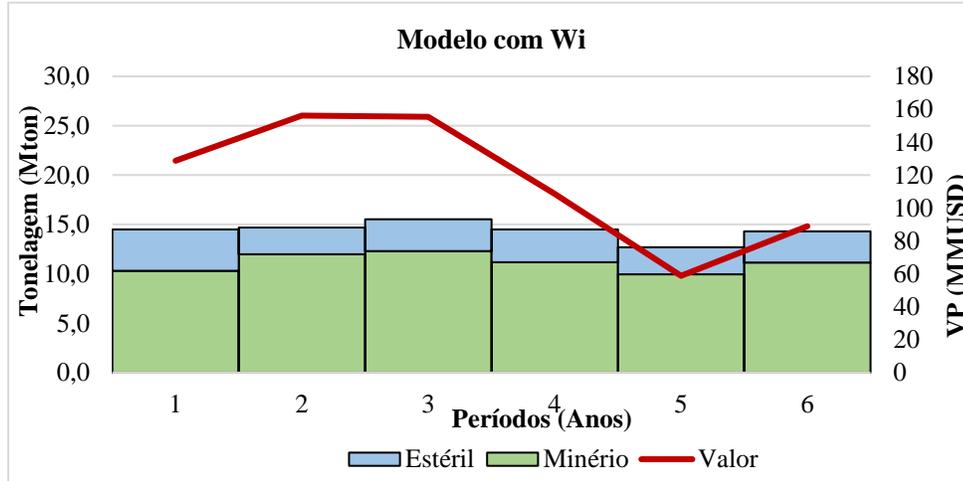


Figura 49. Programa de produção convencional (Fase-banco) do modelo com Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

5.8.2. Programa de Produção TopoSort

Tabela 13. VP e o número de períodos do programa de produção direto do modelo sem Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

Valor Presente (VP)	3.589.929.928,5
Períodos	6

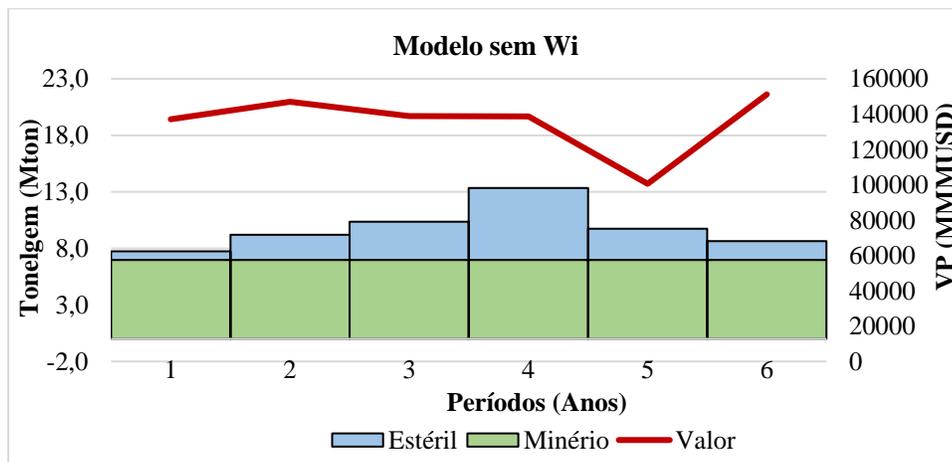


Figura 50. Programa de produção direto (Bos2m) do modelo sem Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

Tabela 14. VP e o número de períodos do programa de produção direto do modelo sem Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

Valor Presente (VP)	860.606.934,8
Períodos	6

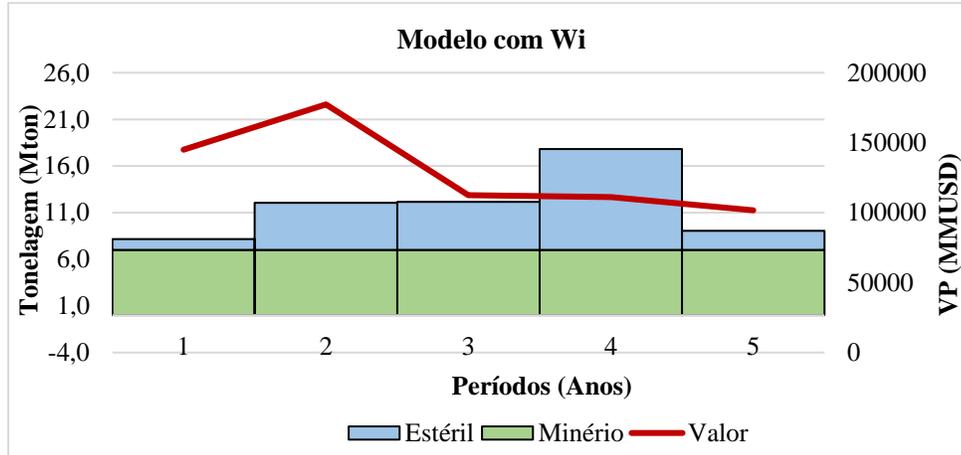


Figura 51. Programa de produção direto (Bos2m) do modelo com Wi.
 Fonte: Elaboração própria no Doppler.

Tabela 15. Variação do VP nos dois casos de estudo.
 Fonte: Elaboração própria.

	Sem Wi	Com Wi
Convencional	3.018.015.913,0	696.904.150,0
Direto	3.589.929.928,5	860.606.934,8
Diferença	15,93%	19,02%

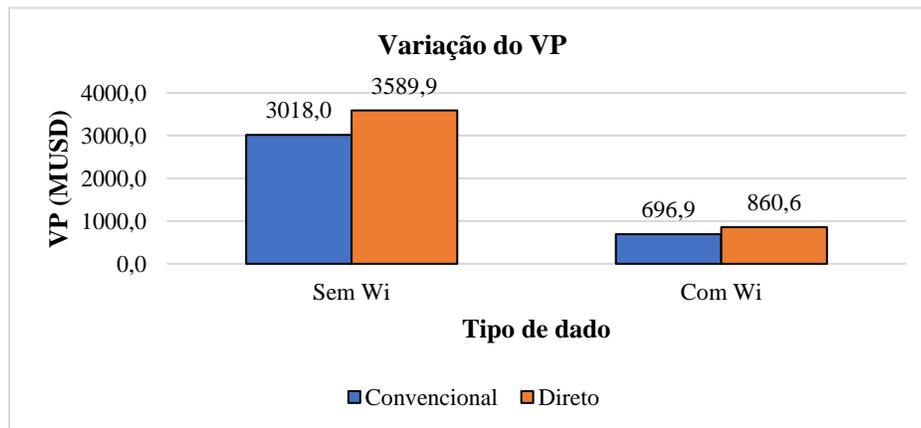


Figura 52. Variação do VP nos dois casos de estudo.
 Fonte: Elaboração própria.

Analisando os resultados obtidos, pode-se apreciar que para os dois casos de estudo há um aumento considerável do VP quando o agendamento é feito pelo método direto (15,93% e 19,02%). Além disso, o valor presente do modelo que não incorpora o índice de trabalho é bem maior em comparação ao valor presente líquido do modelo que sim incorpora o índice, isto é, porque os valores da tonelage têm uma diferença grande.

6. CONCLUSÃO

A incorporação de variáveis geometalúrgicas permitiu gerar um modelo de blocos mais robusto, que se ajusta mais à realidade e que permite tomar melhores decisões no que tange à conciliação entre os planos propostos e os planos operacionalizados.

O sequenciamento de lavras para os dois casos de estudo apresentou um aumento positivo mínimo em todos os cenários, mesmo assim a incorporação de variáveis geometalúrgicas (no caso o índice de trabalho e a recuperação) pode mudar consideravelmente o agendamento e subsequentemente as estratégias das empresas.

O agendamento direto permite aumentar significativamente o valor presente e diminuir o número de períodos. No modelo que não incorpora o índice de trabalho o aumento do VP foi de 15,93% e no modelo que incorpora o índice o aumento foi de 19,02%, mas é importante ressaltar que esse aumento nem sempre é bom já que a metodologia de otimização que utiliza o agendamento direto pode gerar uma cava que na realidade não pode ser operacionalizada.

Em relação aos gráficos da variação do valor presente ao longo do tempo, os gráficos apresentam uma tendência padrão normal, exceto pelo gráfico do programa de produção convencional do modelo com W_i e o gráfico do programa produção direto do modelo sem W_i . Nestes dois casos as curvas apresentam um aumento ao final dos períodos, essa anomalia pode ser produzida porque possivelmente ainda existem blocos que possuem valor econômico.

7. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

AASLY, K.; ELLEFMO, S. Geometallurgy applied to industrial minerals operations. **Mineralproduksjon**, v. 5, n. September, p. 21–34, 2014.

ADEL, G.; KOJOVIC, T.; THORNTON, D. **Mine-to-Mill Optimization of Aggregate Production**. Queensland: [s.n.].

ALRUIZ, O. M. et al. A novel approach to the geometallurgical modelling of the Collahuasi grinding circuit. **Minerals Engineering**, v. 22, n. 12, p. 1060–1067, 2009.

ANDREA, P. et al. Geometallurgical Mapping and Mine Modelling - Comminution Studies : La Colosa Case Study , AMIRA P843A by. n. February 2014, 2014.

ARROYO, C. H. **Caracterização Geometalúrgica e Modelagem Geoestatística Da Mina Brucutu- Quadrilátero**. [s.l.] Universidade Federal de Ouro Preto, 2014.

ASAD, M. W. A.; TOPAL, E. Net present value maximization model for optimum cut-off grade policy of open pit mining operations. **Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy**, v. 111, n. 11, p. 741–750, 2011.

BOISVERT, J. B. et al. Geometallurgical Modeling at Olympic Dam Mine, South Australia. **Mathematical Geosciences**, v. 45, n. 8, p. 901–925, 2013.

BOND, F. C. **Crushing and Grinding Calculations**. Milwaukee: [s.n.].

BUSTAMANTE, M. O., RESTREPO, O. J., GAVIRIA, A. C. **Concentración de Minerales**. Medellín: Universidad Nacional de Colombia, 2008.

CASTILLO, L. **Modelos de optimización para la planificación minera a cielo abierto**. [s.l.] Universidad de Chile, 2009.

CRUZAT, A. **Minería a cielo abierto: Definición de los límites del pit**, 2010.

DAVIS, G. A.; NEWMAN, A. M. **Modern Strategic Mine Planning**. Proceedings of the 2008 Australian Mining Technology Conference. **Anais...2008** Disponível em: <http://inside.mines.edu/~gdavis/Papers/CRC_Mining_Conference_Paper.pdf>

DIMITRAKOPOULOS, R. **Advances in Applied Strategic Mine Planning**. Melbourne: The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2018.

DOMINY, S. et al. Geometallurgy—A Route to More Resilient Mine Operations. **Minerals**, v. 8, n. 12, p. 560, 2018.

FERREIRA, G. E.; DE ANDRADE, J. G. Elaboração e Avaliação Econômica de Projetos de Mineração. In: **Tratamento de Minérios, 5a Edição**. Rio de Janeiro: CETEM, 2010. p. 899–932.

GAVIRIA, A. C.; RESTREPO, O. J.; BUSTAMANTE, M. O. **Hidrometalurgia Aplicada**. Medellín: Universidad Nacional de Colombia, 2007.

GOMES, R. B.; TOMI, G. DE; ASSIS, P. S. Mine/Mill production planning based on a

- Geometallurgical Model. **Rem: Revista Escola de Minas**, v. 69, n. 2, p. 213–218, 2016.
- GÓMEZ, O.; CUADOR, J. Q.; ESTÉVEZ, E. Determinación del tamaño racional del bloque para la estimación de recursos minerales en el yacimiento Mariel. **Minería y Geología**, v. 27, n. 1, p. 19–39, 2011.
- GOODFELLOW, R. C.; DIMITRAKOPOULOS, R. Global optimization of open pit mining complexes with uncertainty. **Applied Soft Computing Journal**, v. 40, p. 292–304, 2016.
- GUERRERO, R. F. **Incorporación del Work Index en la Planificación Estratégica Estocástica del Cielo Abierto**. [s.l.] Universidad de Santiago de Chile, 2016.
- HALDAR, S. K. Mineral Resource and Ore Reserve Estimation. In: **Mineral Exploration**. [s.l: s.n.]. p. 145–165.
- HALDAR, S. K. Statistical and Geostatistical Applications in Geology. In: **Mineral Exploration**. [s.l: s.n.]. p. 167–194.
- HALL, B. **Cut-off grades and optimising the strategic mine plan**. Melbourne: The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2014.
- HUSTRULID, W.; KUTCHA, M.; MARTIN, R. **Open Pit Mine Planning**. Boca Raton: CRC Press, 1999.
- JARA, R. M. et al. 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, n. 3, p. 205–211, 2006.
- KHALOKAKAIE, R.; DOWD, P. A.; FOWELL, R. J. Lerchs–Grossmann algorithm with variable slope angles. **Mining Technology**, v. 109, n. 2, p. 77–85, 2014.
- KWIRI, J.; GENC, B. **Mine planning and optimization techniques used in surface mining**. 2017
- LISHCHUK, V.; LAMBERG, P.; LUND, C. Classification of geometallurgical programs based on approach and purpose. **13th Biennial SGA Meeting. Mineral resources in a sustainable world. Volume 4.**, p. 1431–1434, 2015.
- MCKAY, N. et al. Strategic and Tactical Geometallurgy - a systematic process to add and sustain resource value. **The Third AUSIMM International Geometallurgy Conference**, n. July, 2016.
- MCKEE, D. J. **Understanding Mine to Mill**. Australia: The Cooperative Research Centre for Optimising Resource Extraction (CRC ORE), 2013.
- MME. **Norma Brasileira para Classificação de Recursos e Reservas Minerais**, 2002.
- MONTIEL, L.; DIMITRAKOPOULOS, R. Optimizing mining complexes with multiple processing and transportation alternatives: An uncertainty-based approach. **European Journal of Operational Research**, v. 247, n. 1, p. 166–178, 2015.
- MORALES, N. et al. Incorporation of Geometallurgical Attributes and Geological Uncertainty into Long-Term Open-Pit Mine Planning. **Minerals**, v. 9, n. 2, p. 108, 2019.

- NAVARRA, A. et al. Strategic evaluation of concentrator operational modes under geological uncertainty. **International Journal of Mineral Processing**, v. 164, p. 45–55, 2017.
- NAVARRA, A.; GRAMMATIKOPOULOS, T.; WATERS, K. Incorporation of geometallurgical modelling into long-term production planning. **Minerals Engineering**, v. 120, n. January, p. 118–126, 2018.
- NAVARRA, A.; RAFIEI, A. A.; WATERS, K. A systems approach to mineral processing based on mathematical programming. **Canadian Metallurgical Quarterly**, v. 56, n. 1, p. 35–44, 2017.
- NEHRING, M. et al. A comparison of strategic mine planning approaches for in-pit crushing and conveying, and truck/shovel systems. **International Journal of Mining Science and Technology**, v. 28, n. 2, p. 205–214, 2018.
- NOAPARAST, M. et al. A Methodology to Estimate Ores Work Index Values, Using Miduk Copper Mine Sample. **Int. J. Min & Geo-Eng (IJMGE)**, v. 46, n. 2, p. 133–140, 2012.
- RESTREPO, O. J.; BUSTAMANTE, M. O.; GAVIRIA, A. C. **Pirometalurgia**. Medellin: Universidad Nacional de Colombia, 2008.
- REZAKHAH, M.; NEWMAN, A. Open pit mine planning with degradation due to stockpiling. **Computers and Operations Research**, n. xxxx, 2018.
- RODRIGUES, R. D. S.; ROBERTO, P.; BRANDÃO, G. Influência Da Liberação Mineral Nas Etapas De Moagem. **Tecnol. Metal. Mater. Miner.**, v. 14, n. n 3, p. 279–287, 2017.
- STEWART, M. The Primary-Response Framework for Geometallurgical Variables The Primary-Response Framework for Geometallurgical Variables. n. JANUARY 2009, p. 15–20, 2016.
- STUART, N. J. Pit optimisation using solid modelling and the Lerchs Grossmar algorithm. **International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment**, v. 6, n. 1, p. 19–29, 1992.
- SUAZO, C. J.; KRACHT, W.; ALRUIZ, O. M. Geometallurgical modelling of the Collahuasi flotation circuit. **Minerals Engineering**, v. 23, n. 2, p. 137–142, 2010.
- VALLEJO, M.; BAQUERO, J.; FRANCO, G. Análisis de los algoritmos de optimización minera: Cono Flotante y Lerchs-Grossmann utilizando Gemcom Surpac y UPL. p. 15–26, 2010.
- WHITTLE, D. et al. **Strategic Mine Planning**. Melbourne: Gemcom Software International Inc., 2005.
- ZHAO, H.; BAI, R.; LIU, G. 3D Modeling of Open Pit Based on AutoCAD and Application. **Procedia Earth and Planetary Science**, v. 3, p. 258–265, 2011.