



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



JOÃO VÍTOR ARAÚJO SALES

DETERMINAÇÃO DA PROFUNDIDADE DE TRANSIÇÃO ENTRE LAVRA A CÉU
ABERTO E LAVRA SUBTERRÂNEA PARA UMA MINA DE OURO

Ouro Preto

2019

JOÃO VÍTOR ARAÚJO SALES

**DETERMINAÇÃO DA PROFUNDIDADE DE TRANSIÇÃO ENTRE LAVRA A CÉU
ABERTO E LAVRA SUBTERRÂNEA PARA UMA MINA DE OURO**

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.

Orientador: Felipe Ribeiro Souza

Coorientador: José Margarida da Silva

Ouro Preto

2019

SISBIN - SISTEMA DE BIBLIOTECAS E INFORMAÇÃO

S163d Sales, João Vítor Araújo .
Determinação da profundidade de transição entre lavra a céu aberto e lavra subterrânea para uma mina de ouro. [manuscrito] / João Vítor Araújo Sales. - 2019. 74 f.: il.: color., gráf., tab.. + Equação.

Orientador: Prof. Dr. Felipe Ribeiro Souza.

Coorientador: Prof. Dr. José Margarida da Silva.

Monografia (Bacharelado). Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas.

1. Planejamento de lavra. 2. Lavra a céu aberto. 3. Lavra subterrânea. 4. Problema de transição. I. Silva, José Margarida da. II. Souza, Felipe Ribeiro. III. Universidade Federal de Ouro Preto. IV. Título.

CDU 622.015/016

Bibliotecário(a) Responsável: Sione Galvão Rodrigues - CRB6 / 2526



MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO E DO DESPORTO
Universidade Federal de Ouro Preto
Escola de Minas - Departamento de Engenharia de Minas

ATA DE DEFESA DE TRABALHO DE CONCLUSÃO DE CURSO

Aos 09 dias do mês de dezembro de 2019, às 15h00min, no auditório do Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Minas DEMIN/EM, no Campus Universitário Morro do Cruzeiro, foi realizada a defesa da Monografia de Conclusão de Curso de Engenharia de Minas requisito da disciplina MIN-491 – Trabalho de Conclusão de Curso II, intitulado **“DETERMINAÇÃO DO PONTO DE TRANSIÇÃO ENTRE LAVRA A CÉU ABERTO E LAVRA SUBTERRÂNEA”**, pelo aluno **João Vitor Araújo Sales**, sendo a comissão avaliadora formada por **Prof. Dr. Felipe Ribeiro Souza (orientador)**, **Prof. Dr. José Margarida da Silva**, **M. Sc. David Alvarenga Drumond**, **Eng.^a de Minas Maria Clara Martins de Resende** e **Eng.^a de Minas Luiza Breguez Pascoal**

Após arguição sobre o trabalho, a comissão avaliadora deliberou pela *aprovação* do candidato, com a nota *9* 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.

Prof. Dr. Felipe Ribeiro Souza
Presidente da Comissão Avaliadora e Orientador

Ouro Preto, 09 de dezembro de 2019.

M. Sc. David Alvarenga Drumond
Membro da Comissão Avaliadora

Prof. Dr. José Margarida da Silva
Membro da Comissão Avaliadora

Eng.^a de Minas Luiza Breguez Pascoal
Membro da Comissão Avaliadora

Eng.^a de Minas Maria Clara Martins de Resende
Membro da Comissão Avaliadora

João Vitor Araújo Sales

Prof. M.Sc. José Fernando Miranda
Professor responsável pela Disciplina Min 492 – Trabalho de Conclusão de Curso

“Não sabendo que era impossível, foi lá e fez.”

(Jean Cocteau)

RESUMO

Em vários empreendimentos mineiros, a lavra é viável tanto a céu aberto quanto de forma subterrânea. Existem, ainda, alguns exemplos de lavra combinada, em que ambos os métodos são utilizados em sequência ou, até mesmo, concomitantemente. Nesses casos, uma decisão deve ser feita para determinar onde trocar o método de lavra, e este problema é chamado Problema de Transição. Tentativas têm sido feitas para solucionar o problema de transição pela implementação de algoritmos e metodologias que buscam uma profundidade ótima de transição. Enquanto isso, planejadores de mina enfrentam a escolha do ponto de mudança, e têm disponíveis apenas aplicações comerciais de algoritmos de planejamento de lavra. Este trabalho visa encontrar um ponto de transição aproximado para um depósito de ouro utilizando somente programas disponíveis no mercado. Utilizando NPV Scheduler para otimização e sequenciamento de cavas, e Studio UG e EPS para desenho de acessos subterrâneos e sequenciamento das atividades, o plano de lavra escolhido resultou em um valor presente líquido de \$625 milhões, em comparação a \$573 milhões para a opção de lavra subterrânea e \$301 milhões para a lavra a céu aberto.

Palavras chave: Planejamento de lavra; Lavra a céu aberto; Lavra subterrânea; Problema de transição.

ABSTRACT

In many mine projects, mining may be feasible through surface, as well as underground mining. There are, indeed, a few examples of combination mining, in which both methods are used in sequence or even, at the same time. In these cases, a decision has to be made in order to determine where to switch from surface to underground, and this problem is called the Transition Problem. Attempts have been made in order to solve the transition problem through the implementation of algorithms and methodologies that aim at finding the optimal transition depth. Meanwhile, mine planners face the choice of determining this turning point, and have available only commercial applications of mine planning algorithms. This work targets at finding an approximate turning point for a gold deposit, using only software available in the market. The proposed approach enables an estimate based on extensive studies on different mine plan alternatives using Datamine's range of products. Using NPV Scheduler for pit optimisation and strategic scheduling and Studio UG and EPS for stope optimisation, underground access design and scheduling, the chosen mine plan achieved a net present value of \$625 million, as compared to \$573 million for the underground alternative and \$301 million for open pit.

Key words: Mine planning; Open pit mining; Underground mining; Transition problem.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO.....	11
1.1. Objetivo.....	12
2. DEFINIÇÃO DOS LIMITES DE LAVRA.....	13
2.1. Otimização de cavas.....	13
2.2. Otimização de realces.....	14
2.2.1. Implementação nos <i>softwares</i> da Datamine	15
3. INFRAESTRUTURA DE TRANSIÇÃO.....	17
4. METODOLOGIAS DE TRANSIÇÃO.....	19
4.1. Máxima relação estéril-minério	20
4.2. Metodologias de Bakhtavar.....	20
4.2.1. Método heurístico com maximização do lucro global	20
4.2.2. Método heurístico com maximização do lucro global descontado	22
4.2.3. Programação linear com maximização do lucro global.....	22
4.2.4. Método analítico baseado em Relação Estéril-Minério	24
4.3. Custo de oportunidade por teoria de grafos.....	25
4.4. Programação estocástica inteira.....	29
4.4.1. As incertezas no planejamento de lavra	32
4.5. Otimização de empreendimento multi-mina utilizando <i>softwares</i> comerciais	33
4.6. Programação inteira mista considerando incerteza geológica	35
4.7. Análise de NPV em projetos limite utilizando <i>softwares</i> comerciais	36
4.8. Discussão.....	39
5. METODOLOGIA DE PLANEJAMENTO DE LAVRA COMBINADA.....	40
5.1. O modelo de blocos	40
5.2. Modelo econômico e premissas.....	40
5.2.1. Preço do Ouro	41
5.2.2. Premissas da lavra subterrânea	42
5.2.3. Premissas da lavra a céu aberto	43
5.3. Otimização de recursos lavráveis	44
5.3.1. Otimização de realces	44
5.3.2. Otimização de cavas	47
5.4. Desenvolvimento da mina subterrânea.....	48
5.5. Sequenciamento e análise econômica para diferentes pontos de transição	48
6. RESULTADOS.....	52
6.1. Limites de lavra e sólidos.....	52
6.1.1. Cavas anuais sequenciadas.....	52
6.1.2. Sólidos da mina subterrânea	53
6.1.3. Sólidos de lavra combinada com fundo de cava na cota 650.....	53

6.2. Sequenciamento da produção	55
6.2.1. Lavra a céu aberto	55
6.2.2. Lavra subterrânea.....	57
6.2.3. Lavra combinada com transição na cota 775	59
6.2.4. Lavra combinada com transição na cota 710	60
6.2.5. Lavra combinada com transição na cota 650	62
6.2.6. Lavra combinada com cava de Lerchs & Grossmann	63
7. ANÁLISE DOS PLANOS DE LAVRA.....	65
8. CONCLUSÃO.....	69
REFERÊNCIAS.....	71

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 – NPV para lavra OP (1), UG (2) e combinada (3).....	37
Tabela 2 – NPV do projeto combinado para diferentes <i>revenue factors</i>	38
Tabela 3 – Custos e premissas da lavra subterrânea.....	42
Tabela 4 – Principais custos operacionais da lavra subterrânea	43
Tabela 5 – Custos e premissas da lavra a céu aberto	44
Tabela 6 – Perfil das galerias	48
Tabela 7 – Metas de produção.....	51
Tabela 8 – Teor médio de ouro diluído para cada cenário.....	67

LISTA DE GRÁFICOS

Gráfico 1 – Evolução histórica do preço do ouro	41
Gráfico 2 – Tonelagem de minério (lavra OP).....	56
Gráfico 3 – Tonelagem de minério, ROM e REM (lavra OP)	56
Gráfico 4 – Receitas e custos (lavra OP)	57
Gráfico 5 – Metragem por tipo de galeria (lavra UG)	58
Gráfico 6 – Receitas e custos (lavra UG)	58
Gráfico 7 – Metragem por tipo de galeria (lavra combinada com transição em Z=775m).....	59
Gráfico 8 – Receitas e custos (lavra combinada com transição em Z=775m).....	60
Gráfico 9 – Metragem por tipo de galeria (lavra combinada com transição em Z=710m).....	61
Gráfico 10 – Receitas e custos (lavra combinada com transição em Z=710m).....	61
Gráfico 11 – Metragem por tipo de galeria (lavra combinada com transição em Z=650m).....	62
Gráfico 12 – Receitas e custos (lavra combinada com transição em Z=650m).....	63
Gráfico 13 – Metragem por tipo de galeria (lavra combinada para cava LG)	64
Gráfico 14 – Receitas e custos (lavra combinada para cava LG)	64
Gráfico 15 – Produção anual de minério para cada cenário	65
Gráfico 16 – Reserva de ouro para cada cenário	66
Gráfico 17 – Receitas, custos e lucros para cada cenário	67
Gráfico 18 – Valor presente líquido para cada cenário	68

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 – Configurações de precedência entre blocos.....	13
Figura 2 – Lavra combinada ao longo da direção vertical (a) e horizontal (b).....	19
Figura 3 – Esquema do processo principal pelo modelo de Bakhtavar (2008).....	21
Figura 4 – Esquema do processo principal pelo modelo de Bakhtavar (2009).....	22
Figura 5 – Transição entre OP e UG utilizando o programa MATLAB.....	23
Figura 6 – Geometria e equação proposta para cálculo da profundidade de transição.....	25
Figura 7 – Cálculo convencional do custo de oportunidade.....	26
Figura 8 – Modelo resultante considerando uma forma básica para o <i>crown pillar</i>	27
Figura 9 – Ciclos de arcos formando o <i>crown pillar</i>	28
Figura 10 – Efeito da aplicação de restrição no formato do <i>crown pillar</i>	28
Figura 11 – Diferentes profundidades de transição possíveis.....	29
Figura 12 – Representação esquemática da abordagem de otimização proposta.....	30
Figura 13 – NPV's estocásticos comparados aos determinísticos em diferentes profundidades.....	32
Figura 14 – Diferentes profundidades de transição.....	34
Figura 15 – Envelope de transição criado pelas diferentes simulações.....	35
Figura 16 – Cavas aninhadas variando o <i>revenue factor</i>	38
Figura 17 – Rampa de acesso a partir da cava matemática.....	38
Figura 18 – Modelo de blocos e topografia local.....	40
Figura 19 – Sólidos de lavra para COG de 2g/t.....	45
Figura 20 – Sólidos de lavra para COG de 2g/t, de 2.4g/t e comparação entre ambos.....	46
Figura 21 – Dimensões dos realces gerados pelo MSO.....	47
Figura 22 – Criação de dependências.....	49
Figura 23 – Dependências.....	50
Figura 24 – Cavas aninhadas por fatores de preço.....	52
Figura 25 – Layout de mina subterrânea.....	53
Figura 26 – Layout do projeto com transição na cota 650m – vista a partir de Hanging Wall.....	54
Figura 27 – Layout do projeto com transição na cota 650m – perspectiva.....	54
Figura 28 – Layout do projeto com transição na cota 650m – perspectiva em corte.....	55

LISTAS DE ABREVIATURAS E SIGLAS

ASR	Allowable Stripping Ratio – Máxima relação estéril-minério permitida
COG	<i>Cut-off grade</i> – Teor de corte
EPS	Enhanced Production Scheduler (<i>software</i> da Datamine para sequenciamento com gráfico de Gantt)
FS	<i>Floating Stopes</i> – algoritmo de Cones Flutuantes
FW	<i>Footwall</i> - lapa
HW	<i>Hanging wall</i> - capa
LG	Algoritmo de Lerchs & Grossmann (também usado para designar a cava de matemática gerada por meio do algoritmo de Lerchs & Grossmann para um fator de preço de 100%)
MILP	<i>Mixed Integer Linear Programming</i> – Programação Inteira Linear Mista
MIP	<i>Mixed Integer Programming</i> – Programação Inteira Mista
MRO	<i>Mineable Reserves Optimiser</i> – primeira implementação do algoritmo Floating stopes nos softwares Studio, da Datamine
MSO	<i>Mineable Shapes Optimiser</i> – Ferramenta para definição dos limites de lavra baseada no algoritmo Floating Stopes, utilizada atualmente no Studio UG
MVN	<i>Maximum Value Neighbourhood</i> – Vizinhança de Maior Valor: algoritmo para definição dos limites de lavra utilizado pelo programa MineSight
NPV	<i>Net Present Value</i> – Valor Presente líquido
NPVS	NPV Scheduler (<i>software</i> da Datamine para determinação de cavas matemáticas e sequenciamento estratégico de minas a céu aberto)
OP	<i>Open Pit</i> – Lavra a céu aberto
OSR	<i>Overall Stripping Ratio</i> – Relação estéril minério global
REM	Relação Estéril-Minério
ROM	<i>Run of Mine</i> – Movimentação total de material de uma mina
SIP	<i>Stochastic Integer Programming</i> - Programação Estocástica Inteira
UG	Underground – Lavra subterrânea

1. INTRODUÇÃO

Na etapa de busca por um melhor método de lavra, a pergunta “Qual seria o melhor método, lavra a céu aberto, lavra subterrânea ou lavra combinada?” é frequentemente feita (TOPAL, 2008). Em alguns casos, determinado corpo geológico pode ser adequado tanto para a lavra a céu aberto quanto para a lavra subterrânea. Ainda, é possível que uma mineralização seja de tal forma, que o aprofundamento da cava impossibilite um bom aproveitamento da jazida, uma vez que pode inviabilizar a expansão do projeto por vias subterrâneas.

Entretanto, nestes casos, é preciso determinar qual a profundidade ótima para a transição de céu aberto para subterrânea. A profundidade ótima de transição pode ser encontrada também na literatura como ponto ótimo de transição, ponto ótimo de virada, ponto ótimo de corte, entre outras formas. Ainda, por praticidade, a palavra “ótimo” pode ser omitida. A decisão a respeito de onde finalizar a lavra a céu aberto e iniciar a lavra subterrânea é denominada Problema de Transição, e tem recebido alguma atenção da literatura desde os anos 1980 (WHITTLE et al., 2015).

Há ainda, casos de lavra concomitante subterrânea e a céu aberto como Chuquicamata, Vazante, Córrego do Sítio, entre outros. Nestes casos a lavra subterrânea é iniciada antes da finalização das atividades em superfície, ou mesmo antes do início destas. O sequenciamento destas operações se torna um problema ainda mais complexo que a determinação de uma profundidade ótima de transição.

Na progressão de uma análise de viabilidade, considerando a quantidade e a qualidade da reserva existente, um dos dois projetos pode acabar por inviabilizar o outro, seja por uma suspensão prematura das atividades de lavra a céu aberto, ou por um avanço além da profundidade recomendada.

Mesmo no caso em que, a partir de determinada profundidade, a lavra subterrânea é a única opção viável, existe, entretanto, uma faixa de transição, em que ambas as modalidades são possíveis. Dentro dela é preciso considerar a taxa de produção, o modelo de reservas, bem como os fatores de risco e econômicos na decisão do ponto de corte que melhor convêm à situação.

Espera-se que algumas das maiores minas do mundo atinjam a cava final dentro dos próximos 15 anos (KJETLAND, 2012). Muitas minas consideram a transição devido a aspectos econômicos e, em alguns casos, a expansão subterrânea pode se dar devido a aspectos sociais e ambientais (CHEN et al., 2003 apud SILVA, 2019b). Porém, apesar da

importância do tema, não há um algoritmo bem estabelecido capaz de gerar simultaneamente um plano ótimo de lavra que delimita a transição de mina a céu aberto para mina subterrânea (FUENTES e CACERES, 2004).

1.1. Objetivo

“De fato, é melhor estar aproximadamente correto que completamente enganado” (Dimitrakopoulos et al., 2002). Assim, na ausência de um algoritmo robusto e implementado capaz de solucionar o problema de transição de forma generalista e comprovadamente eficaz, diversas mineradoras estão, neste momento, buscando um ponto ótimo de transição para seus empreendimentos mineiros.

Este trabalho propõe o uso de *softwares* comerciais de planejamento de mina para auxiliar engenheiros a chegar a uma decisão mais assertiva acerca do ponto de transição entre a lavra a céu aberto e subterrânea. Neste trabalho, a metodologia proposta será aplicada em um caso específico de uma mina de ouro.

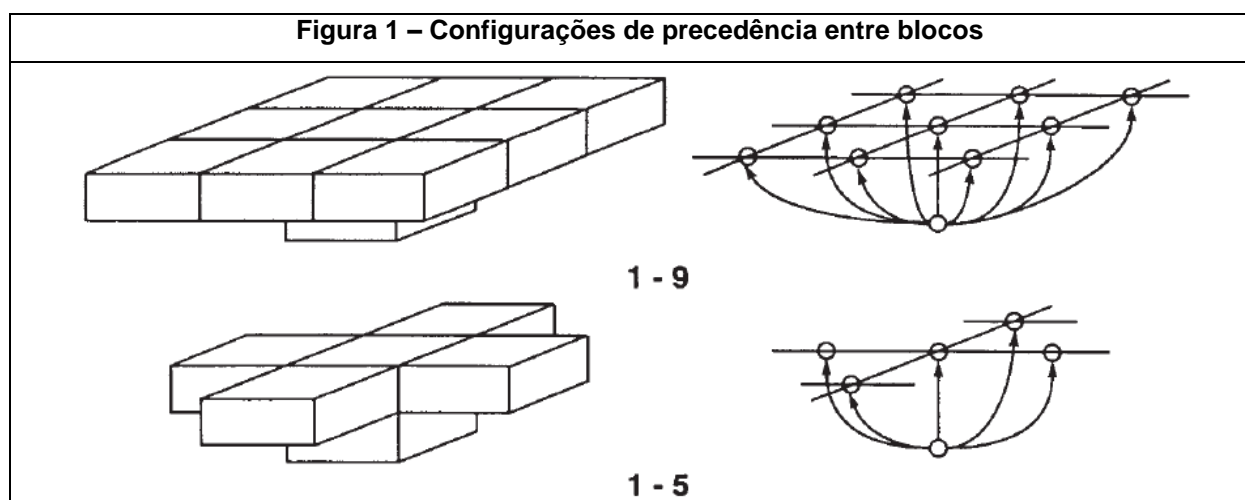
2. DEFINIÇÃO DOS LIMITES DE LAVRA

2.1. Otimização de cavas

Para depósitos metálicos superficiais, o método de Lavra a Céu Aberto (OP) mais utilizado é a lavra em bancadas dispostas em cava. Considerando que este é o método selecionado para determinado depósito, surge, então, o problema da seleção de quais e quando os blocos devem extraídos. A superfície final que inclui todos os blocos destinados à lavra é chamada de superfície de cava ótima, ou cava matemática. É esta superfície que deve ser determinada a fim de se solucionar o problema da seleção dos blocos.

Considera-se, então, que o objetivo da empresa, ao calcular a cava matemática, seja a maximização do retorno financeiro. O algoritmo proposto por Lerchs & Grossmann (1965), comumente referido como algoritmo LG, permite a identificação do tamanho da extração por meio de Programação Dinâmica, no caso da abordagem bidimensional, ou de Teoria dos Grafos, para as aplicações tridimensionais (MESQUITA e LÚCIO, 2014).

O problema de determinação da cava matemática tem como objetivo a maximização dos fluxos de caixa não descontados sujeito a restrições de precedência geradas pelo ângulo global de talude (ASAD, 2018). O valor de cada bloco é calculado por meio de uma função benefício, que leva em consideração: teor do(s) minério(is) ou elemento (s) de interesse, massa, recuperação e custos. E a precedência entre os blocos corresponde à limitação espacial da lavra a céu aberto. Para que a lavra de um bloco seja possível, primeiro se faz necessária a extração de 5 ou 9 blocos da bancada superior, de acordo com a configuração selecionada. Ambas as configurações de precedência, conforme previstas por Lerchs & Grossmann, estão dispostas na Figura 1.



Fonte: HUSTRULID e KUCHTA, 2013

Assim, a superfície de cava final calculada pelo algoritmo de Lerchs & Grossmann é aquela que engloba a combinação de blocos que maximiza o lucro observando restrições práticas de estabilidade de taludes e acesso de caminhões e maquinário de uma bancada para a próxima. (SHENGGUI, 1985 apud BAKHTAVAR et al., 2007).

A maioria dos *softwares* comerciais de planejamento de lavra utiliza uma lógica bastante similar a este algoritmo, variando basicamente com relação às considerações geométricas e ferramentas acessórias adicionadas por cada empresa. Os algoritmos tradicionais de otimização de cava matemática, tais como o de Lerchs e Grossmann, otimizam problemas exclusivamente para métodos de lavra a céu aberto, desconsiderando os problemas de otimização para problemas de transição.

2.2. Otimização de realces

Alford (2007) sustenta a tese de que a determinação do desenho de mina subterrânea é um problema conceitualmente mais difícil e menos restrito que o problema da lavra a céu aberto. Para a solução desse problema, alguns algoritmos foram propostos no sentido de calcular matematicamente os realces lavráveis. Atualmente, os algoritmos comerciais mais conhecidos para a lavra subterrânea (UG) são os algoritmos *Floating Stopes* (FS), proposto por Alford (1995), e *Maximum Value Neighbourhood* (MVN) (ATAEE-POUR, 1997).

Kim (1978) propôs uma classificação dos algoritmos de otimização dos limites de lavra a céu aberto (OP) e subterrânea (UG) baseados em modelos econômicos. Os métodos, podem então, ser divididos em métodos otimizantes e métodos heurísticos, sendo que os primeiros são comprovadamente capazes de determinar uma solução ótima, enquanto os últimos geram uma solução aproximada. Nesta classificação, o método LG para lavra a céu aberto pode ser caracterizado como um método otimizante, ao passo que, na lavra subterrânea, tanto o algoritmo FS quanto o MVN são métodos heurísticos.

O algoritmo MVN procura a melhor região vizinha de um bloco, baseado em um modelo de blocos econômico, ainda de forma a garantir as restrições geométricas mínimas. Como existem várias disposições possíveis para cada bloco, aquele realce que obtiver maior lucro é incluído no realce final.

O algoritmo FS parte de uma lógica similar ao método dos Cones Flutuantes para lavra a céu aberto. Deve definir um teor de corte de acordo com parâmetros econômicos, e uma meta de teor para a cubagem dos realces finais também pode ser definida. O algoritmo

cria dois envelopes distintos, baseados nas dimensões mínimas de lavra. O primeiro envelope, ou envelope interno, representa a união das formas com maior teor, enquanto o segundo envelope, ou envelope externo delimita a união de todas as posições possíveis para os realces, considerando os blocos acima do teor de corte.

Para o desenho final do realce, se faz necessária a intervenção de um(a) Engenheiro(a), uma vez que os *stopes* gerados podem se sobrepor, e o contorno final deve ter a maior aderência possível ao envelope interno, enquanto ainda se mantém dentro do contorno externo criado pelo algoritmo.

Por fim, nota-se, também, que formulações novas para solucionar o problema de otimização de realces com otimalidade comprovada foram aplicadas com êxito por Alford (2007).

2.2.1. Implementação nos softwares da Datamine

Implementações iniciais do algoritmo *Floating Stopes* foram feitas nos softwares da empresa Datamine, na ferramenta que foi denominada de MRO – *Mineable Reserves Optimiser*. Com a adição de novas funcionalidades, a nova ferramenta, denominada MSO – *Mineable Shapes Optimiser*, passou a produzir detalhados estudos de *layout* de *stopes*. O algoritmo por trás da ferramenta é distribuído pela Alford Mining Systems para Datamine, Deswik e Maptek. Algumas das funcionalidades adicionais são: consideração da diluição no *Footwall* (FW) ou lapa e *Hanging wall* (HW) ou capa, além de maior abrangência, que possibilita seu uso para corpos geológicos estreitos e de alto mergulho. Ademais, a ferramenta permite controlar os ângulos de *strike* ou direção dos realces, os ângulos de mergulho no FW e HW baseados em parâmetros geotécnicos e, também, considerar tamanhos variáveis de realces, selecionando destes, o contorno que melhor atende o objetivo da otimização, seja maximização do retorno financeiro ou da massa de metal contido (ERDOGAN et al., 2017).

Esta ferramenta permite a seleção de alturas e comprimentos variados para os realces, sendo que estas dimensões podem ser ranqueadas, de forma a priorizar as dimensões desejadas. Dentro do programa, estes realces de dimensões reduzidas são chamados de *sub-shapes* enquanto as dimensões cheias são chamadas de *Full Stope Shapes*. Em vez de criar uma ordem de prioridade entre as dimensões possíveis, o usuário também pode optar por otimizar os “sólidos” gerados pelo algoritmo, o que implica o teste

de todas as dimensões viáveis e a cubagem das formas. Aquela que tiver maior aderência ao objetivo determinado pelo usuário será mantida.

O objetivo da maximização pode ser definido como maximização do teor de ouro (ou outro mineral de interesse) ou então de metal contido. O primeiro retorna maior valor financeiro, por isso é a escolha das mineradoras na maioria dos casos, apesar de produzir menos massa de minério no total. A segunda, por sua vez, gera maior reserva, ao mesmo tempo que exige a extração de material de menor teor, o que reduz, portanto, a margem bruta operacional da empresa.

3. INFRAESTRUTURA DE TRANSIÇÃO

Novos empreendimentos no Brasil estão realizando a abertura de minas subterrâneas (Caetité, Coitezeiro, Serra Pelada e outros). Para o início das atividades subterrâneas, existem diversos elementos importantes na escolha do acesso principal para a mina subterrânea, dentre eles, destaca-se o poço para transporte de material e pessoal, além de localização da rampa. Mais ainda, deve-se considerar qual o método de acesso mais viável para o projeto, seja ele por rampa, poço ou uma metodologia híbrida (MCGOWAN, 2018).

Uma estrutura fundamental a ser considerada quando há uma lavra combinada, isto é, lavra a céu aberto (OP) e lavra subterrânea (UG), é o pilar de separação (*crown pillar*), que é a parte do maciço rochoso deixado *in situ* entre a cava e as aberturas subterrâneas de forma a evitar o colapso das estruturas na superfície e, ao mesmo tempo, mantendo a segurança de operação na lavra subterrânea.

A espessura e o formato do *crown pillar* foram estudadas e regras empíricas e métodos teóricos foram elaborados para lidar com a questão e definir a sua dimensão segura do ponto de vista geotécnico. Ressalta-se a dependência entre estudos geotécnicos e o planejamento de lavra, sendo que o dimensionamento do pilar de separação pode variar devido à profundidade de transição, de tal forma que a espessura necessária do pilar de separação pode precisar ser aumentada caso este se localize em região de rocha mais frágil, e a situação contrária também é possível. Com cuidadosas análises seria possível buscar local o pilar em uma região menos rica do corpo geológico, ao mesmo tempo em que se mantém o fator de segurança necessário, por meio de análises caso a caso das tensões *in situ* e das tensões provocadas pelos vazios de lavra.

Além da utilização de um *crown pillar*, se faz necessária a utilização de *sill pillars* e *rib pillars*, que visam redistribuir as tensões *in situ* bem como aquelas provocadas pela abertura de galerias subterrâneas, bem como o desmonte por explosivos e todo tipo de vibração gerada pelas operações mineiras (SILVA, 2019a).

Propriedades do maciço rochoso devem ser conhecidas para facilitar esse projeto de transição para subsolo, bem como o dimensionamento de estruturas de sustentação. Definição de parâmetros como índice Q, RMR, RQD, dentre outros, possibilitam cálculos estruturais por meio de metodologias bem conhecidas na Geotecnia.

Conforme Silva (2019b), na transição para lavra subterrânea, regras empíricas e métodos teóricos foram avaliados e nenhum foi definido como capaz de lidar com

complexidade de maciços rochosos geralmente encontrados nessas posições que irão constituir pilar de separação (*crown pillar*).

A manutenção da estabilidade do pilar de separação é crítica não apenas para sucesso da mina, mas também para garantir segurança de infraestrutura e de comunidade vizinhas.

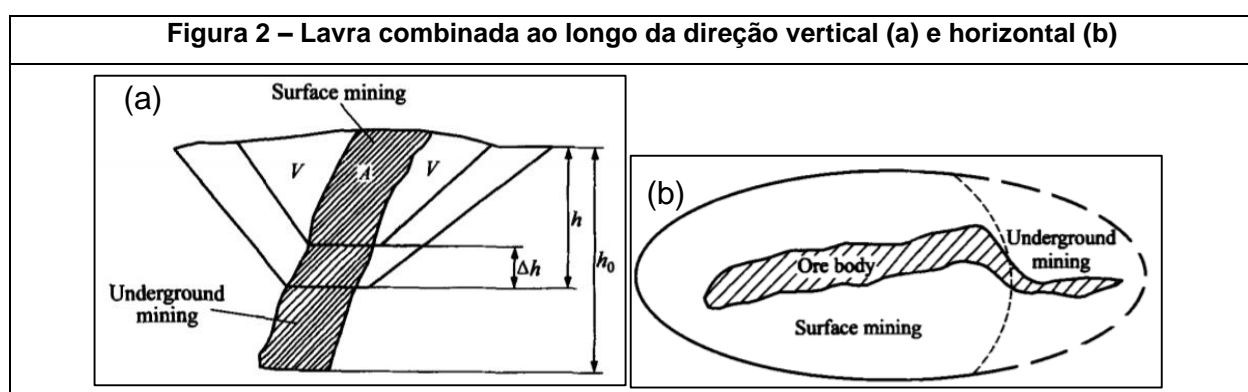
Nos diversos estudos, demonstrou-se, segundo Carter (2000) que, dentre diversos outros fatores, para qualquer qualidade de maciço, a estabilidade depende principalmente da geometria: espessura, tensão atuante, inclinação do corpo, comprimento do realce (vazio de lavra), peso específico do material, pressão de água, vão praticado.

Nas duas últimas décadas, o método do *vão escalonado* tem sido amplamente aplicado, com mais de 100 casos registrados, adicionados ao banco de dados original de 200 casos, incluindo rupturas documentadas, conforme Kumar et al. (2017) e Carter (2000). Há de se considerar que se trata de um método empírico, por isso, um fator de segurança conservador é devido. Kumar et al. (2017) tratam a estimativa da espessura do *crown pillar* como complexa, geralmente baseada na experiência e tecnologia empregada. Os autores tratam de caso na Índia com pilares de separação de níveis (*sill pillar*) de 2 m, subníveis de 14,8 m e internível de 65 m. O resultado foi um *crown pillar* de 5 m de espessura, conforme Silva (2019b).

Dessa forma, existem diversos fatores a serem considerados no que diz respeito à estabilidade das estruturas subterrâneas. No caso da lavra combinada, outro fator de risco está sendo introduzido, que é a necessidade de um pilar de separação entre a cava e a mina subterrânea. Ao planejamento de lavra, cabe, portanto, cumprir com as determinações da Geotecnia e, a partir de então, buscar atingir um cenário ótimo de extração. Além disso, os sólidos de lavra gerados devem ser compartilhados com a equipe de geotécnicos, a fim de validar o plano de lavra o dimensionamento das estruturas de sustentação.

4. METODOLOGIAS DE TRANSIÇÃO

Para um corpo geológico com pouco capeamento e grande extensão vertical, é possível aplicar métodos de lavra subterrânea e a céu aberto, sejam eles concomitantes ou em sequência. Serão abordadas neste trabalho algumas das principais metodologias desenvolvidas para o caso em que a lavra a céu aberto precede a subterrânea em um corpo mineralizado com grande extensão vertical, ou seja, há uma lavra combinada ao longo da direção vertical, como visto na Figura 2a. Não serão abordados, portanto, os casos em que a transição se dá em um mesmo horizonte, como na Figura 2b.



Fonte: CHEN et al., 2003 apud SILVA, 2015

Porém, dentre os trabalhos desenvolvidos na área, destaca-se o de Chen et al. (2003 apud Silva, 2015), que propõem um princípio de otimização de cava, que analisa as limitações do método de cones flutuantes em um cenário de lavra combinada ao longo da direção horizontal. Com a visão de aumentar a recuperação de reserva mineral tanto quanto possível e maximizar o lucro a partir do depósito, esse princípio busca maximizar a soma de ganhos tanto de lavra a céu aberto quanto de lavra subterrânea. Os modelos matemáticos ao longo das direções horizontal e vertical e módulos do aplicativo DM&MCAD foram desenvolvidos e testados na Mina Tonglushan, de cobre, provando serem mais efetivos que a prática corrente. Entretanto, há de se considerar que o modelo de Cones Flutuantes é bastante limitado para a lavra a céu aberto, então testes extensos seriam necessários para comprovar um novo método com raízes neste algoritmo.

Várias são as tentativas de solucionar o problema de transição entre uma cava e as aberturas subterrâneas. Entretanto, a maioria delas é pouco abrangente, e não é capaz de solucionar um problema real, e poucas formulações são mais robustas e permitem aplicações práticas amplas. A seguir, serão apresentadas as principais abordagens para o problema.

4.1. Máxima relação estéril-minério

Em 1982, Nilsson propôs um algoritmo para determinação do ponto de transição entre lavra a céu aberto e lavra subterrânea baseado no conceito de máxima Relação Estéril-Minério Permitida (ASR), que será mais explorado no item 5.2.4. Este algoritmo tomou o Valor Presente Líquido (NPV) como o objetivo de maximização. Em 1992, este mesmo autor revisou o algoritmo para considerar depósitos com extração combinada, tendo o ponto de transição como um aspecto importante. Em outro estudo, Nilsson (1997) ressaltou a taxa de desconto como um dos parâmetros mais sensíveis no processo (BAKHTAVAR, 2009).

4.2. Metodologias de Bakhtavar

Bakhtavar et al. iniciaram, em 2007, uma série de estudos que visavam aplicar técnicas de otimização para abordar o problema de transição entre OP e UG. Os estudos de Bakhtavar se restringiram a depósitos lavráveis a céu aberto com vistas a posterior expansão subterrânea, isto é, excluiu-se do universo de estudo os casos de lavra concomitante, bem como casos em que a lavra é inicialmente subterrânea e, posteriormente, ocorre uma expansão para lavra a céu aberto.

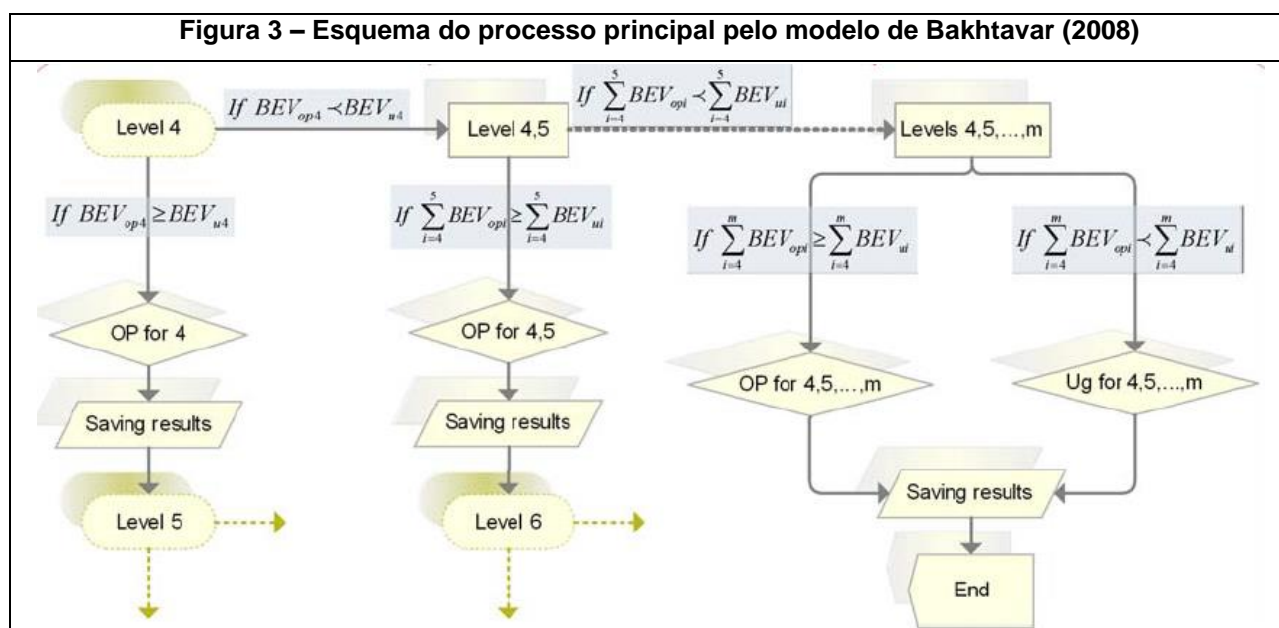
Algumas vertentes de seu trabalho sofreram revisões posteriores e, assim, novas publicações baseadas nos mesmos princípios foram redigidas mediante aprimoramentos. Nesta revisão bibliográfica, cada publicação não será detalhada caso a caso, pois será priorizado o entendimento dos princípios adotados em linhas gerais. Assim, os modelos de Bakhtavar para o problema de transição podem ser classificados em 4 grupos, a serem descritos a seguir.

4.2.1. Método heurístico com maximização do lucro global

Bakhtavar e Shariar (2007) apresentaram um modelo heurístico baseado em modelos de blocos econômicos, um para OP e outro para UG. Os autores utilizaram, como exemplo, uma seção bidimensional, na qual foram definidos os valores de cada bloco para os dois tipos de lavra. Para o cálculo dos limites da lavra a céu aberto e subterrânea, foram utilizados algoritmos consagrados, como *Floating Stopes* e o método de Korabov. Por vezes os autores também selecionaram os blocos de lavra subterrânea que possuíam valores positivos, devido à simplicidade do banco de dados, que constituía em uma seção bidimensional.

O método, derivado do algoritmo de Nilsson (1997), se baseia na comparação do somatório dos valores econômicos dos blocos (BEV) em cada nível/bancada por lavra OP e UG. Posteriormente, em 2009, Bakhtavar et al. cunharam o termo *level-cut* para melhor designar o que poderia tanto ser denominado como bancada, na lavra a céu aberto, quanto como nível, na lavra subterrânea. Se o somatório do valor dos blocos em um *level-cut* lavrados em cava for superior ao somatório do valor dos blocos neste mesmo *level-cut* para lavra subterrânea, então esta bancada deve ser extraída por OP. Caso contrário, deve-se avaliar o somatório dos valores dos blocos deste *level-cut* e do inferior: caso este somatório seja maior para lavra em cava, então estas bancadas devem ser lavradas por *open pit*, caso contrário, o número de *level-cuts* avaliados deve ser acrescido de 1, e assim por diante, até que se alcance o nível m , último nível de minério.

O ponto de transição corresponde ao ponto em que o somatório do valor de todos os *level-cuts* a partir daquele se torna superior para a lavra subterrânea quando comparado ao valor pelo método de lavra a céu aberto. A Figura 3 contém um esquema do fluxo seguido de acordo com o modelo de Bakhtavar et al. (2008a).



Fonte: BAKHTAVAR et al., 2008a

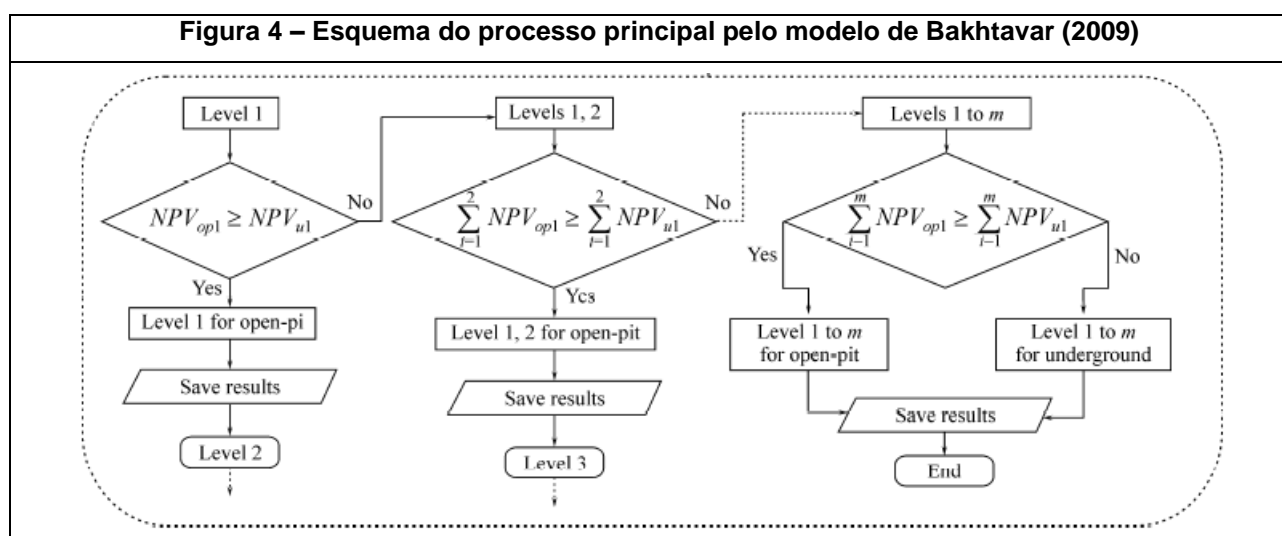
Esse método permite a inclusão de um pilar de separação (*crown pillar*) entre a cava e os realces da lavra subterrânea. Para isso, Bakhtavar considera que o primeiro *level-cut* não será lavrado, mas sim, deixado como pilar para sustentação. O *crown pillar* pode ser, também, dimensionado com uma altura diferente da altura de cada nível, basta considerar a existência de subníveis, que podem ser deixados como pilar.

A maior desvantagem deste modelo é que ele prevê uma profundidade de transição apenas em duas dimensões, o que não é realista, do ponto de vista prático (DIMITRAKOPOULOS e MACNEIL, 2017).

4.2.2. Método heurístico com maximização do lucro global descontado

Por ter a origem no mesmo algoritmo de Nilsson, este modelo proposto por Bakhtavar et al. se assemelha muito com o descrito no item 5.2.1, sendo que a principal diferença é a aplicação de uma taxa de desconto aos fluxos de caixa previstos.

Assim, neste modelo, o somatório dos valores dos blocos em cada *level-cut* também é avaliado, porém em termos de valor presente líquido (NPV). E, a partir da comparação entre os NPV's para a lavra a céu aberto e lavra subterrânea, determina-se o ponto de transição e a localização do *crown pillar*. A Figura 4 mostra o esquema do fluxo seguido de acordo com o modelo de Bakhtavar (2009).



Fonte: BAKHTAVAR et al., 2009

A consideração de uma taxa de desconto é um destaque para este método, uma vez que ela pode ser considerada o parâmetro mais sensível no processo (NILSSON, 1997).

4.2.3. Programação linear com maximização do lucro global

Este modelo se diferencia fundamentalmente dos descritos nos itens 5.2.1 e 5.2.2 pois adota a Programação linear como método de resolução do problema de transição. Assim, deve-se montar um modelo econômico para cada método de lavra (OP e UG) a partir dos custos esperados e do valor de venda do metal, mas não se faz necessária a

entrada de um limite de lavra, nem a céu aberto nem para a lavra subterrânea: o programa será encarregado de modelar os limites de extração.

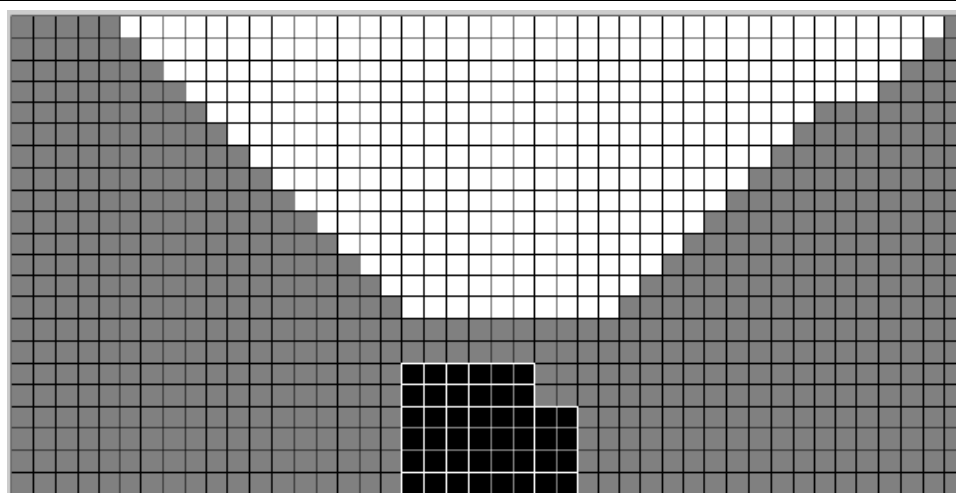
Por outro lado, o objetivo é a maximização do retorno econômico do projeto (OP e UG), assim como nos métodos anteriores. Há de se considerar, entretanto, que maximização não implica otimização: por vezes as metodologias adotam simplificações e generalizações para viabilizar a determinação de um resultado, ao mesmo tempo em que impõem restrições pouco condizentes com a realidade.

Neste caso, a função objetivo é a maximização do lucro não descontado, sujeita a algumas restrições e hipóteses, similares às dos itens anteriores:

- Cada *level-cut* só pode ser lavrado por um único método (OP ou UG);
- A lavra de cada bloco só ocorre uma vez;
- O *crown pillar* é composto por um ou mais níveis abaixo da cava;
- Condições de precedência e estabilidade de taludes são mantidas;
- Os níveis, as bancadas e o *crown pillar* são contíguos.

Uma vez montadas as equações e inequações do modelo matemático, o método foi aplicado no caso de uma mina de ferro no Irã, chamada Chah-Gaz, através da sua implementação no MATLAB. Para a lavra subterrânea foi selecionado o método de *block caving*, uma vez que se trata de um corpo mineralizado maciço. Uma seção da cava modelada para este caso e os blocos do *block caving* podem ser vistos na Figura 5.

Figura 5 – Transição entre OP e UG utilizando o programa MATLAB



Fonte: Bakhtavar, 2013

Este modelo possui uma grande vantagem, que é a praticidade: pode ser aplicado por qualquer engenheiro e gerar resultados tridimensionais, ao contrário dos dois métodos descritos anteriormente. Entretanto é preciso avaliar o tempo de processamento, pois sabe-se que este é o maior fator limitante de modelos de otimização por programação linear. Ademais, ao impor uma restrição e eliminar as últimas bancadas, ou *level-cuts*, após a otimização da cava, não se está trabalhando mais com um método otimizante, pois o decapeamento realizado nas bancadas superiores de forma a garantir acesso ao minério do fundo da cava ainda está sendo incluso na lavra, desnecessariamente. Seria necessário, portanto, executar o algoritmo de otimização mais uma vez, considerando a limitação do fundo de cava, de forma a garantir a otimalidade da solução. Esta é uma falha recorrente em vários métodos que adotam a limitação da cota do fundo de cava, portanto deve ser observada não só para este modelo como para alguns outros que adotam como procedimento a eliminação de níveis posterior à determinação da cava matemática

4.2.4. Método analítico baseado em Relação Estéril-Minério

Este método se diferencia essencialmente dos anteriores por ser um método analítico. Bakhtavar et al. (2008b) propuseram o uso do conceito de Relação Estéril-Minério permitida – Allowable Stripping Ratio (ASR) para definir o ponto de transição (Equação 1).

$$ASR = \frac{C_{UG} - C_{OP}}{C_W} \quad \text{Equação 1}$$

Em que C_{UG} é o custo de lavra subterrânea, C_{OP} é o custo de lavra a céu aberto e C_W é o custo de lavra de estéril em dólares por tonelada de material (\$/t).

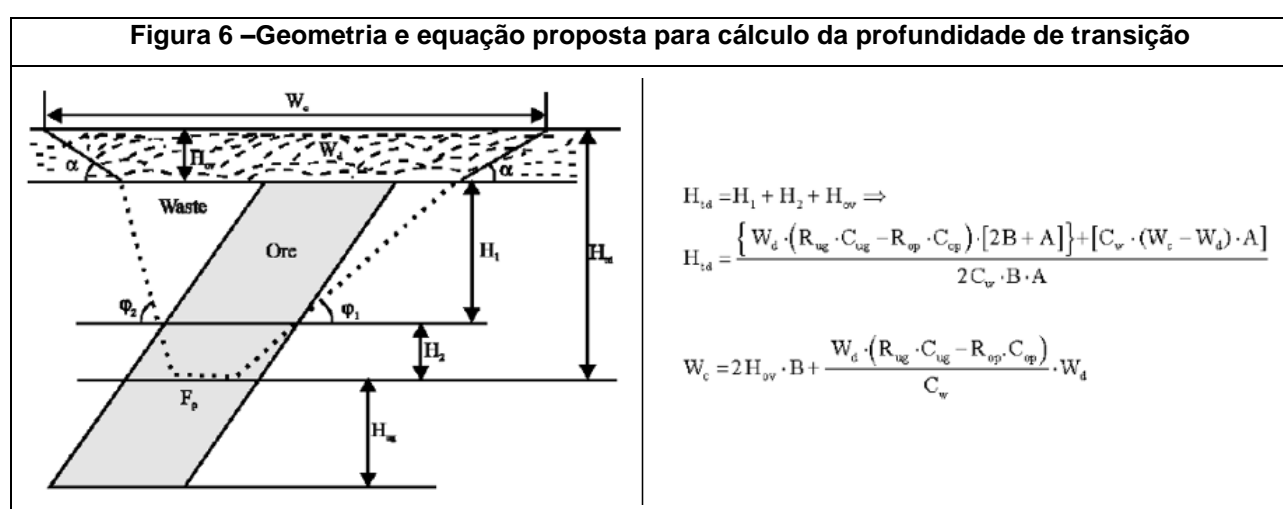
Bakhtavar (2008b) sustenta que se pode utilizar esta relação para determinar o ponto de transição, por meio uma igualdade entre ASR e a relação estéril-minério global (*Overall Stripping Ratio* – OSR). Assim, através da adoção de modelos bidimensionais simplificados e aplicação de geometria analítica, a partir da igualdade OSR=ASR, é possível determinar a profundidade de transição.

Dessa forma, os autores definiram a profundidade de transição para 4 grupos de depósitos laminares/tabulares sub-verticais, considerando a presença ou não de material de capeamento, bem como a largura do fundo de cava (maior possível ou menor possível).

As fórmulas definidas dependem de fatores geométricos: espessura horizontal do corpo e do capeamento, ângulos de talude para o FW e o HW, bem como coeficientes de recuperação para lavra a céu aberto ou subterrânea.

O método fornece resposta bastante direta, sendo possível utilizá-lo como indicador da profundidade de transição. Entretanto, sua aplicação é muito limitada, pois são poucos corpos geológicos que são tão regulares a ponto de ser possível simplificá-los para uma das 4 geometrias previstas pelo método. Além disso, a análise é feita em seções, o que não é muito prático, seria preferível a utilização de um método tridimensional.

A geometria mais geral prevista pelos autores para o corpo geológico, bem como a equação utilizada para determinar a profundidade de transição estão dispostos na Figura 6.



Fonte: BAKHTAVAR et al., 2008b

4.3. Custo de oportunidade por teoria de grafos

Whittle et al. (2015) propuseram uma nova abordagem baseada no custo de oportunidade por teoria dos grafos. Esta abordagem é uma alternativa às tradicionais, visando a possibilidade de levar em consideração um *crown pillar* operacionalmente factível entre a cava e as galerias da mina subterrânea.

Nos métodos convencionais de custo de oportunidade (WHITTLE, 1990; CAMUS, 1992), a variável m_i deve ser calculada para cada bloco. Ela representa a diferença entre o valor do bloco i se lavrado a céu aberto ou se lavrado de forma subterrânea, e pode ser determinada pela Equação 2.

$$m_i = v_i^p - c_i^p - (v_i^u - c_i^u) \quad \text{Equação 2}$$

Em que:

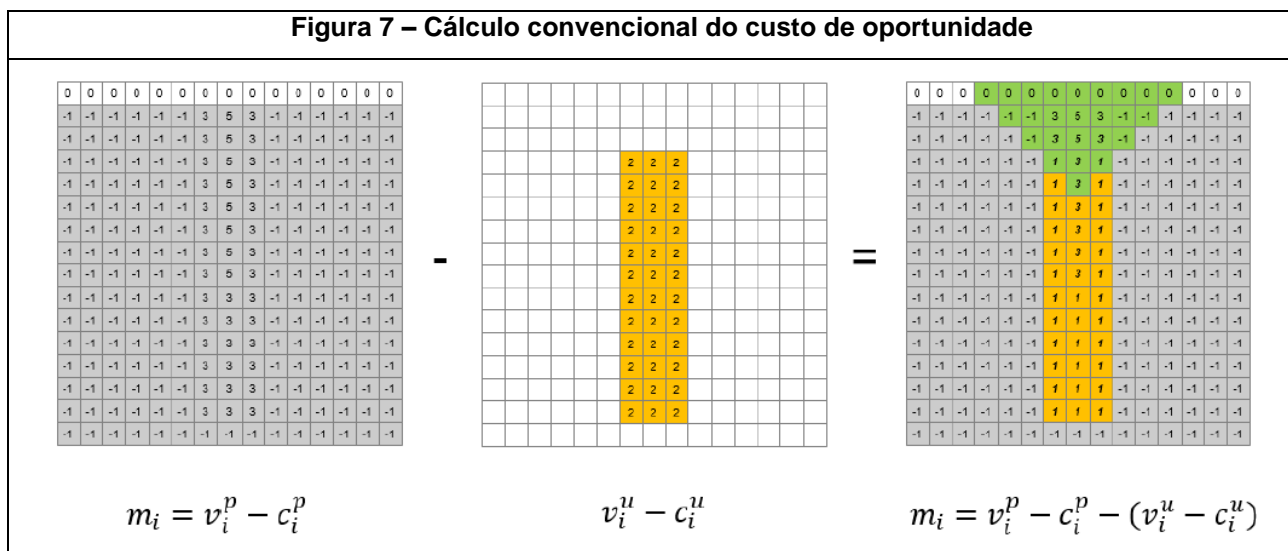
v_i^p : receita por lavra a céu aberto;

c_i^p : custo de lavra a céu aberto;

v_i^u : receita por lavra subterrânea;

c_i^u : custo de lavra subterrânea (deve incluir custos de desenvolvimento).

Este cálculo pode, também, ser representado pela Figura 7.

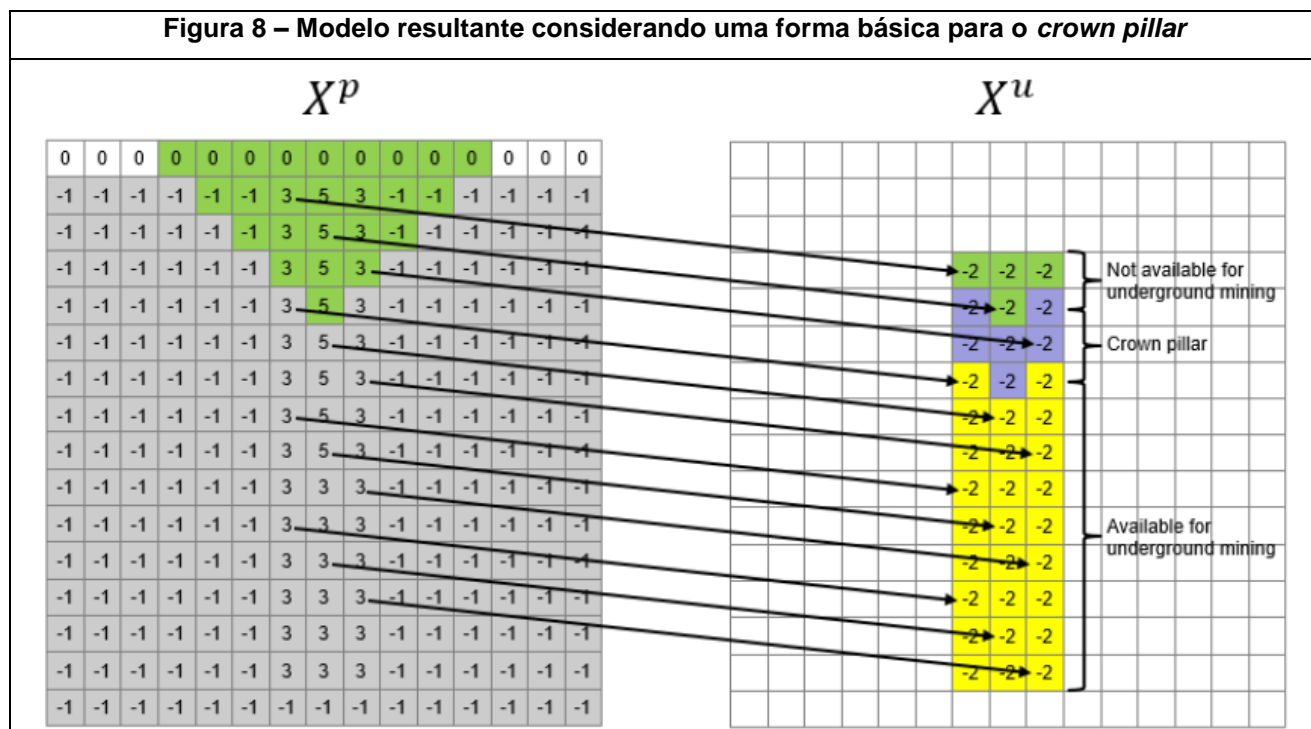


Fonte: WHITTLE et al., 2015

Para que seja considerada a locação de um *crown pillar*, foi necessário reformular o método, criando dois modelos, sendo um destinado para a lavra por OP e outro por UG. Conjuntos de arcos são introduzidos de forma a associar os blocos de mesma localização do modelo OP com o modelo UG. Assim, é possível realizar o cálculo do custo de oportunidade. Até então, os resultados são os mesmos, apenas foi modificada a formulação.

Entretanto, esta nova formulação permite incluir uma restrição para a criação dos arcos. Esta restrição impede a extração de blocos até determinada profundidade a partir da cava, definida pela espessura necessária do *crown pillar*. Assim, o modelo resultante seria como apresentado na Figura 8. Apenas 12 dos 36 arcos foram representados, por clareza de ilustração.

Figura 8 – Modelo resultante considerando uma forma básica para o *crown pillar*

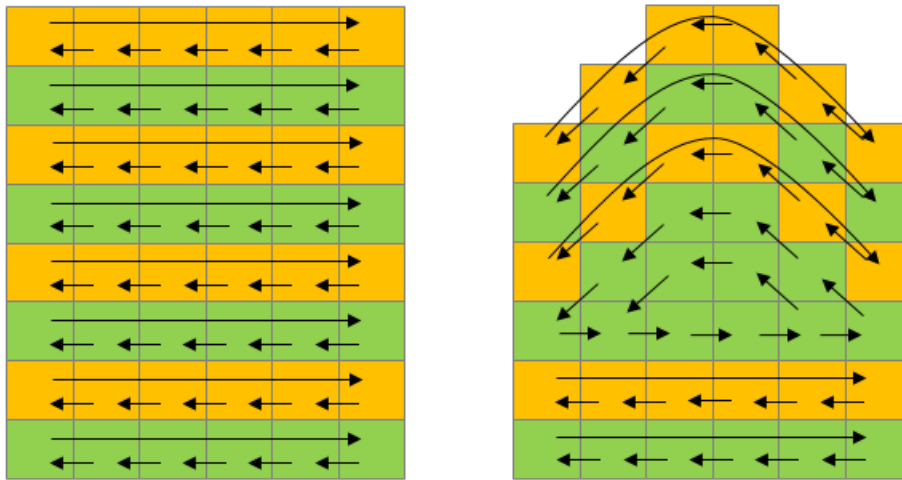


Fonte: WHITTLE et al., 2015

Pode-se notar que o pilar considerado não possui forma prática. Para solucionar este problema, a última implementação feita inclui um novo conjunto de arcos que representa o formato desejado para o *crown pillar* em cada nível, sendo que o formato pode ser conforme desejado, seja em forma de doma nos níveis superiores e chato na base, completamente plano em todos os níveis (formando um estrato), ou outra forma sem sobreposição. Veja a representação destes arcos na Figura 9.

A espessura do pilar de separação deve ser definida por estudos geotécnicos. Sepúlveda (2006 apud Silva, 2015) relata o projeto da Mina Santa Bárbara, em que o pilar foi definido com espessura de 24 m, por meio de estudos por análise estrutural e modelagem matemática (Método de Elementos Finitos). Deixar um pilar de 24 m, com o banco da mina a céu aberto de 12 m de altura implica necessariamente deixar pelo menos dois bancos. Estudos mais específicos concluíram que pontos com espessura até 19 m eram estáveis.

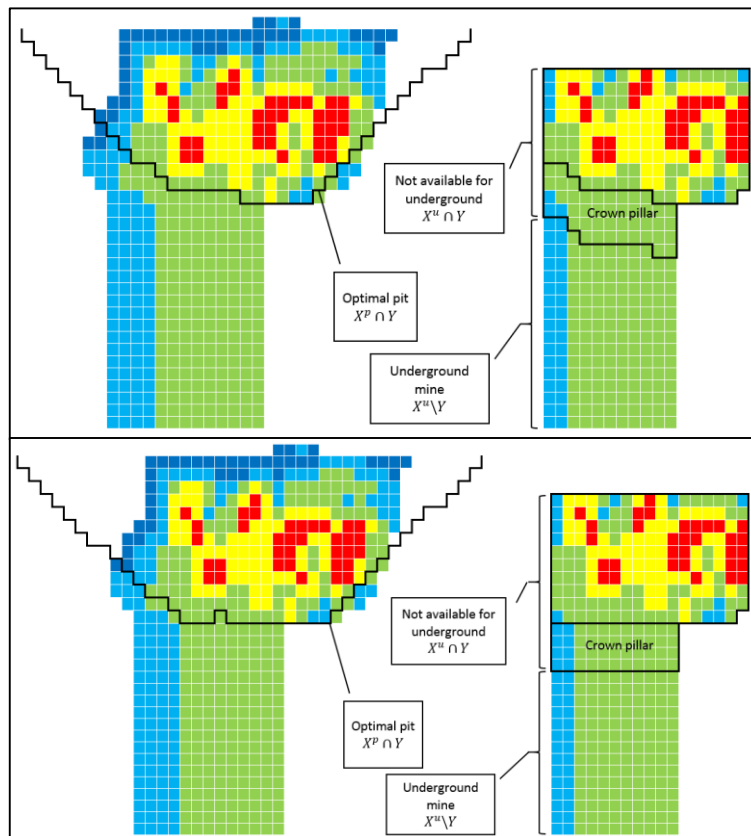
Figura 9 – Ciclos de arcos formando o *crown pillar*



Fonte: WHITTLE et al., 2015

Os blocos conectados por esse conjunto de arcos são, então, indisponibilizados para a lavra subterrânea. Esta modificação garante maior flexibilidade e operacionalidade ao método. Um resultado comparativo a um modelo em que o formato do *crown pillar* não foi definido, apenas sua espessura, é apresentado na Figura 10.

Figura 10 – Efeito da aplicação de restrição no formato do *crown pillar*

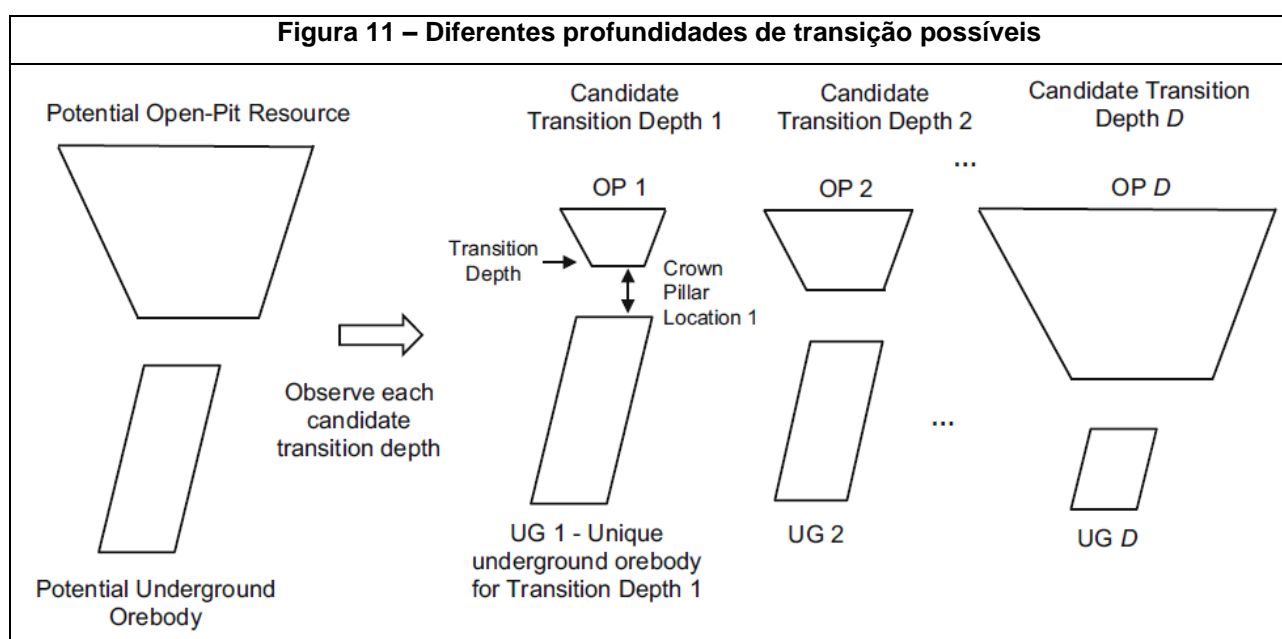


Fonte: WHITTLE et al., 2015

A metodologia apresentada oferece significativos avanços no uso do custo de oportunidade para análise do ponto de transição, permitindo a inclusão de um *crown pillar* bem formado. Além disso, o método é particularmente vantajoso pois pode ser aplicado em *softwares* de planejamento estratégico.

4.4. Programação estocástica inteira

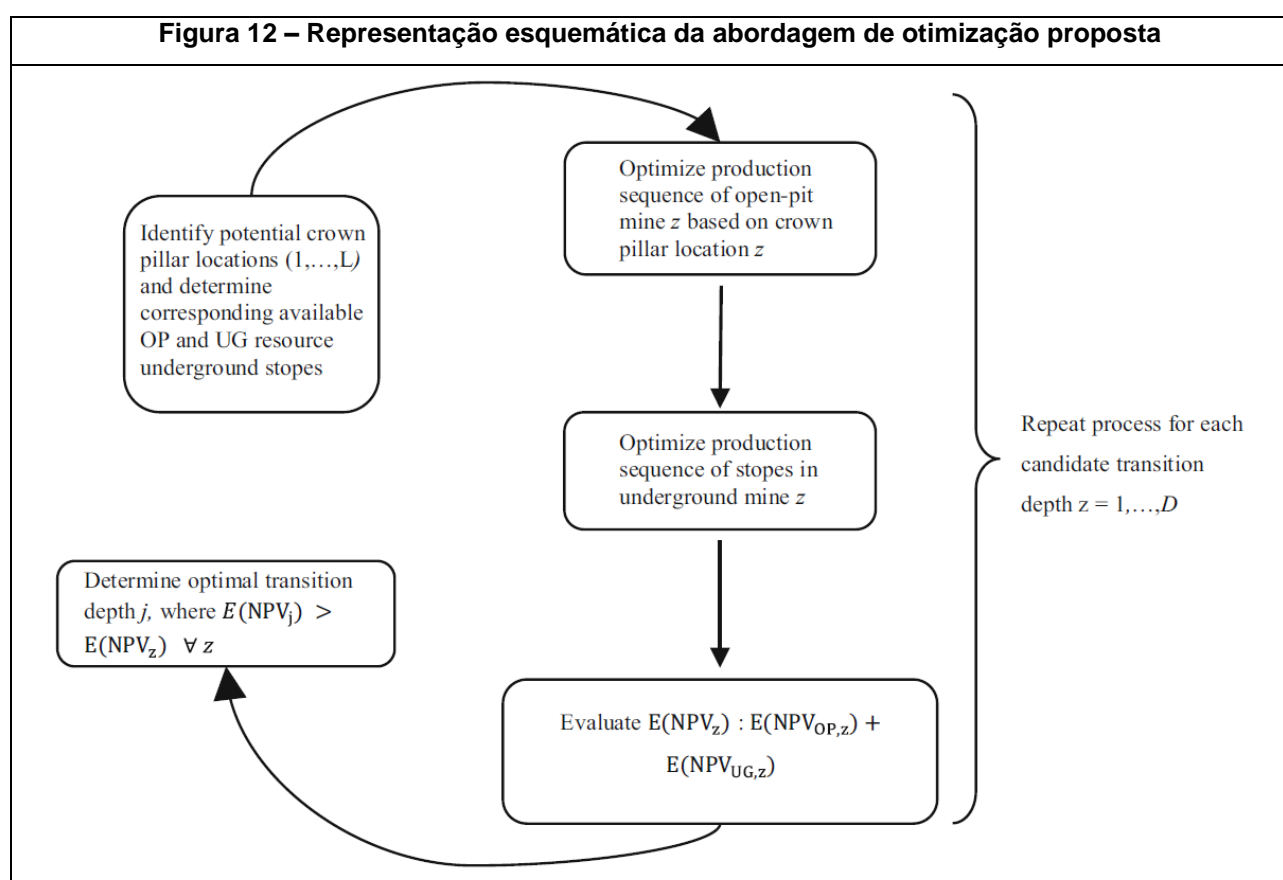
Dimitrakopoulos e Macneil (2007) propuseram uma formulação estocástica de otimização da transição da lavra a céu aberto para lavra subterrânea. Esta metodologia se baseia na análise de diferentes profundidades de transição, mediante a locação do *crown pillar* de dimensão constante, em áreas propícias do ponto de vista geotécnico. A Figura 11 apresenta esquematicamente o processo de avaliação das potenciais profundidades de transição e o efeito dessa variável de decisão nas reservas a céu aberto e subterrânea.



Fonte: DIMITRAKOPOULOS e MACNEIL, 2017

Para realizar esta otimização, os autores desenvolveram uma programação estocástica inteira (SIP) com o objetivo de maximizar os fluxos de caixa descontados e minimizar desvios em relação às metas de produção, enquanto gera um sequenciamento da produção que atende às restrições relevantes. As formulações para OP e UG são bastante similares, sendo que na lavra subterrânea as atividades a serem sequenciadas são *stopes* ao invés de blocos, e, ao invés de se limitar a produção de estéril, como feito para a lavra a céu aberto, se restringiu a quantidade de metal extraído por ano (DIMITRAKOPOULOS e MACNEIL, 2017).

As principais etapas, conforme Figura 12, são: identificação das potenciais localizações do *crown pillar* e avaliação dos recursos restantes para mina a céu aberto e subterrânea; otimização da sequência de produção da cava z , baseada no pilar localizado em z ; otimização da sequência de produção dos *stopes* para a mina subterrânea z ; cálculo do valor presente global (que representa a soma dos NPV's das minas subterrânea e a céu aberto); determinação do ponto ótimo de transição, correspondente ao ponto que retorna maior valor presente entre todas as profundidades avaliadas.



Fonte: DIMITRAKOPOULOS e MACNEIL, 2017

A função objetivo (equivalente para OP e UG) pode ser dividida em duas partes: a primeira representa o NPV resultante da lavra dos blocos em OP e dos realces (*stopes*) em UG. A segunda contém variáveis de decisão que são utilizadas para controlar a incerteza do suprimento de minério durante a otimização.

Quanto às variáveis de decisão, foram consideradas restrições dependentes do cenário – estas funções são destinadas a quantificar o desvio entre as quantidades lavras de minério e estéril com relação às metas definidas – e, também, restrições independentes do cenário, que definem condições de precedência, restrições de capacidade de lavra, e a limitação clara de somente lavar um bloco uma única vez.

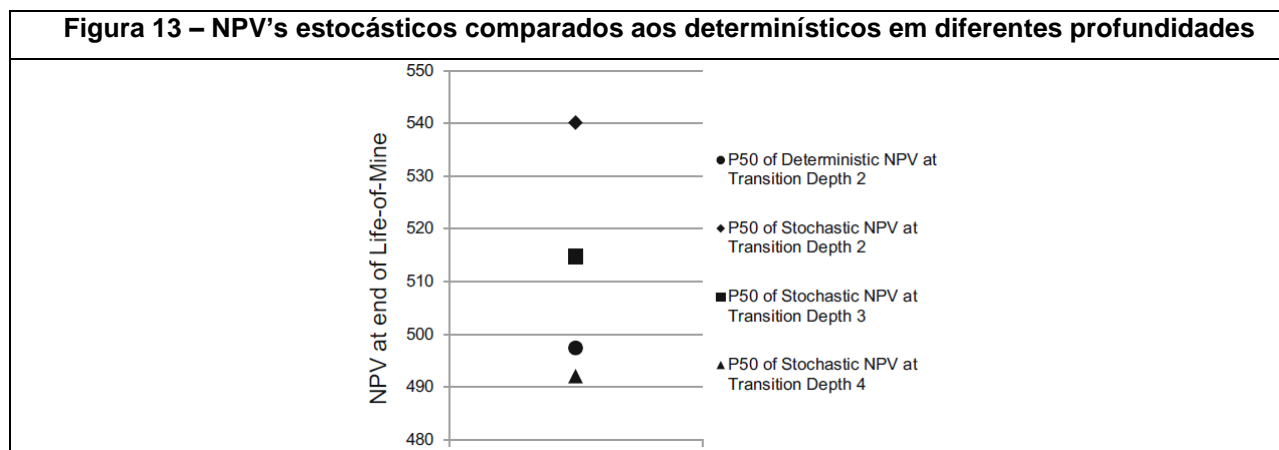
Para executar a otimização dos blocos de lavra a céu aberto, foi utilizada uma implementação paralela baseada em Pesquisa Tabu, algoritmo Meta-heurístico especificamente elaborado para atender a natureza do problema em questão. A vantagem deste tipo de algoritmo é a capacidade provada de se alcançar uma solução de alta qualidade em um período de tempo reduzido, pelo aproveitamento da capacidade de processamento de computadores com arquitetura multi-núcleo.

Esta metodologia foi aplicada a um caso de mina de ouro, em que algumas hipóteses foram assumidas: produção subterrânea deverá iniciar imediatamente após o fim da produção a céu aberto; não há pilha de estoque; as dimensões do *crown pillar* não mudam, apenas sua localização; os corpos geológicos para OP e UG são divididos após a locação do *crown pillar*; não foi considerado o custo de capital para fazer o *ramp-up* da mina subterrânea; apesar da variação do número de blocos e *stopes*, a escala de produção anual permanece fixa.

Após a aplicação da metodologia, foram comparados os cenários, sendo que o ponto ótimo de transição obteve um NPV 5% superior à segunda melhor profundidade de transição, e 13% superior ao pior ponto de transição. Esta grande diferença confirma a importância de se realizar uma análise aprofundada do ponto de transição.

Além da possibilidade de determinar o ponto de transição, este método, por ser um modelo estocástico, traz um avanço em relação a outros estudos por incorporar a incerteza geológica no processo de tomada de decisão para o longo prazo, que é, sabidamente, um dos momentos em que mais se pode influenciar os retornos financeiros da operação. Assim, ao se utilizar 20 simulações de teor, a mediana dos valores de NPV por programação estocástica é 9% superior à mediana observada para o caso determinístico, conforme representado graficamente na Figura 13.

Figura 13 – NPV's estocásticos comparados aos determinísticos em diferentes profundidades



Fonte: DIMITRAKOPOULOS e MACNEIL, 2017

Os autores concluem que, os sequenciamentos estocásticos são menos variáveis, com maior quantidade de material, além de permitir a busca mais assertiva por teores, quando comparados aos modelos determinísticos.

4.4.1. As incertezas no planejamento de lavra

Há um interesse de o planejamento cuidar da redução dos riscos e estabelecer maior eficiência no sequenciamento de produção da mina que habilite o operador a encontrar alvos de produção e obter o melhor retorno possível no investimento. Assim, considera-se importante a pesquisa de novas ferramentas que possibilitem quantificar a incerteza e o risco em avaliações de projetos de mineração.

As principais incertezas que podem ser identificadas num projeto de mineração são: incerteza geológica, operacional e mercadológica. Grande esforço tem sido feito para contabilizar a incerteza geológica nos planos de lavra, por meio de modelos estocásticos, pelo laboratório COSMO, gerenciado por Dimitrakopoulos, da Universidade McGill, em Montreal, Canadá; também vêm sendo realizados estudos em planejamento estocástico no Brasil, com destaque para a UFRGS.

A incerteza operacional também é alvo de pesquisas, uma vez que o sequenciamento subterrâneo é um problema complexo, já que a operação de mina consiste em muitas tarefas, tais como abertura de acessos, extração do minério, desenvolvimento, desmontes, perfuração, lavra, enchimento pós lavra, processo e pilha de estocagem (SILVA, 2019b).

A incerteza mercadológica, entretanto, é algo pouco quantificável. Em um horizonte de curto prazo, existem diversos métodos para previsão da demanda e preço de uma *commodity* que possibilitam a elaboração de linhas de tendência. Entretanto, quando se

trata de longo prazo, fatores imprevisíveis como grandes movimentos globais de mercado (crises, guerras ou substituição de matéria-prima) ganham relevância.

4.5. Otimização de um empreendimento multi-mina com softwares comerciais

Este é um método iterativo baseado no uso de softwares comerciais para determinação dos limites de lavra OP e UG, com avaliação de diferentes profundidades de transição com posterior comparação do NPV gerado por cada projeto global (céu aberto e subterrânea), por meio do uso de um *software* acadêmico de sequenciamento da produção por programação linear inteira – *Mixed Integer Linear Programming* (MILP).

Dagdelen e Traore (2018) utilizaram a metodologia proposta em um cenário de um complexo mineiro com 6 cavas e extensão subterrânea abaixo da cava principal, sendo que o minério é aurífero. Foi utilizado um poço e duas rampas para acessar o minério, a ser lavrado por *longhole stoping*. De acordo com o método descrito, os passos para determinação do ponto de transição para este caso por meio do modelo em questão, são:

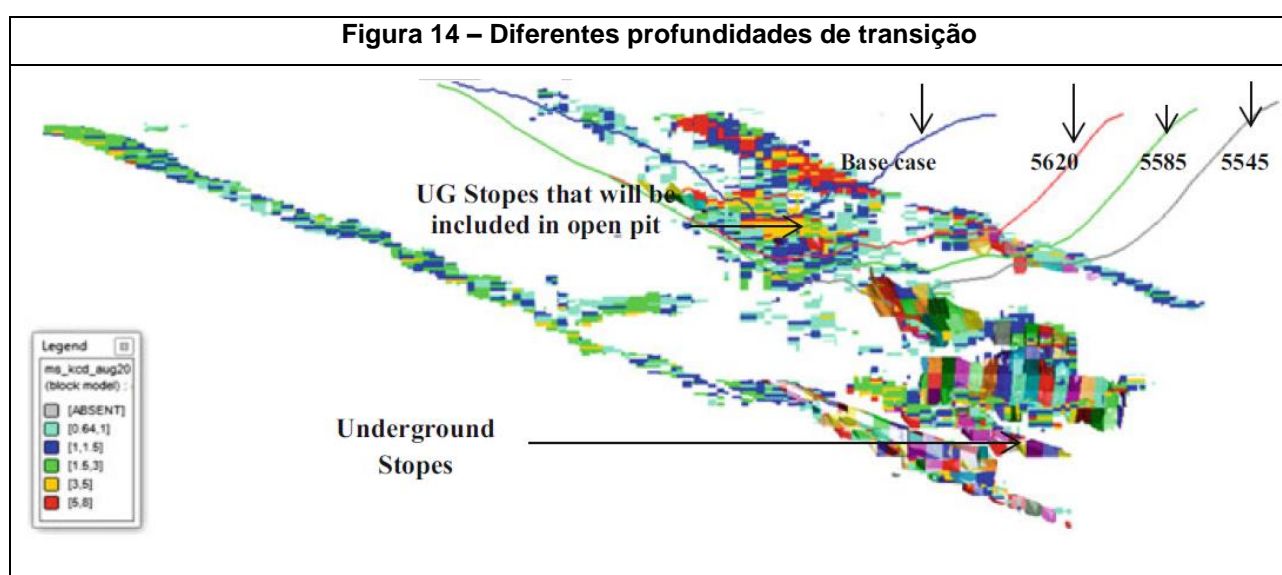
- Cálculo da cava matemática no *software* Whittle por meio do algoritmo de Lerchs-Grossmann;
- Desenho das unidades de lavra subterrânea por meio do Studio 5 e EPS, considerando locação de *crown pillar* de 30 m abaixo da cava principal;
- Determinação da capacidade de processamento, custo de lavra e taxa de desconto;
- Sequenciamento da produção utilizando o *software* OptiMine, um software de programação MILP, desenvolvido na Colorado School of Mines. Análise do fluxo de caixa e do NPV resultante.

Em um segundo momento, deve-se passar pelas seguintes etapas para determinar o ponto de transição:

- Aumentar estrategicamente a profundidade limite da cava matemática e rodar novamente o algoritmo LG;
- Ajustar as reservas subterrâneas, deletando os blocos de lavra extraídos em cava e alterando a posição do *crown pillar*;
- Aumentar estrategicamente a taxa de lavra OP e UG;
- Executar novamente a otimização no OptiMine

- Caso o NPV resultante for superior ao valor anterior, repetir o ciclo. Caso contrário, o ponto de transição foi atingido, logo, finalizar as iterações.

Por meio do método descrito, Dagdelen e Traore (2018) puderam comparar o retorno financeiro global do projeto para cada profundidade de transição, em termos de valor presente (NPV). Determinou-se uma profundidade de transição como o cenário base (5685 m), e foram testadas 3 profundidades de transição abaixo do cenário base, 5620 m, 5585 m e 5545 m. Uma seção vertical do Studio 5 contendo os blocos a serem lavrados em cava e por lavra subterrânea está apresentado na Figura 14.



Fonte: DAGDELEN e TRAORE, 2018

A opção com maior NPV foi o cenário intermediário entre os testados, com profundidade de transição igual a 5585m, aproximadamente 100m mais profundo que o cenário base.

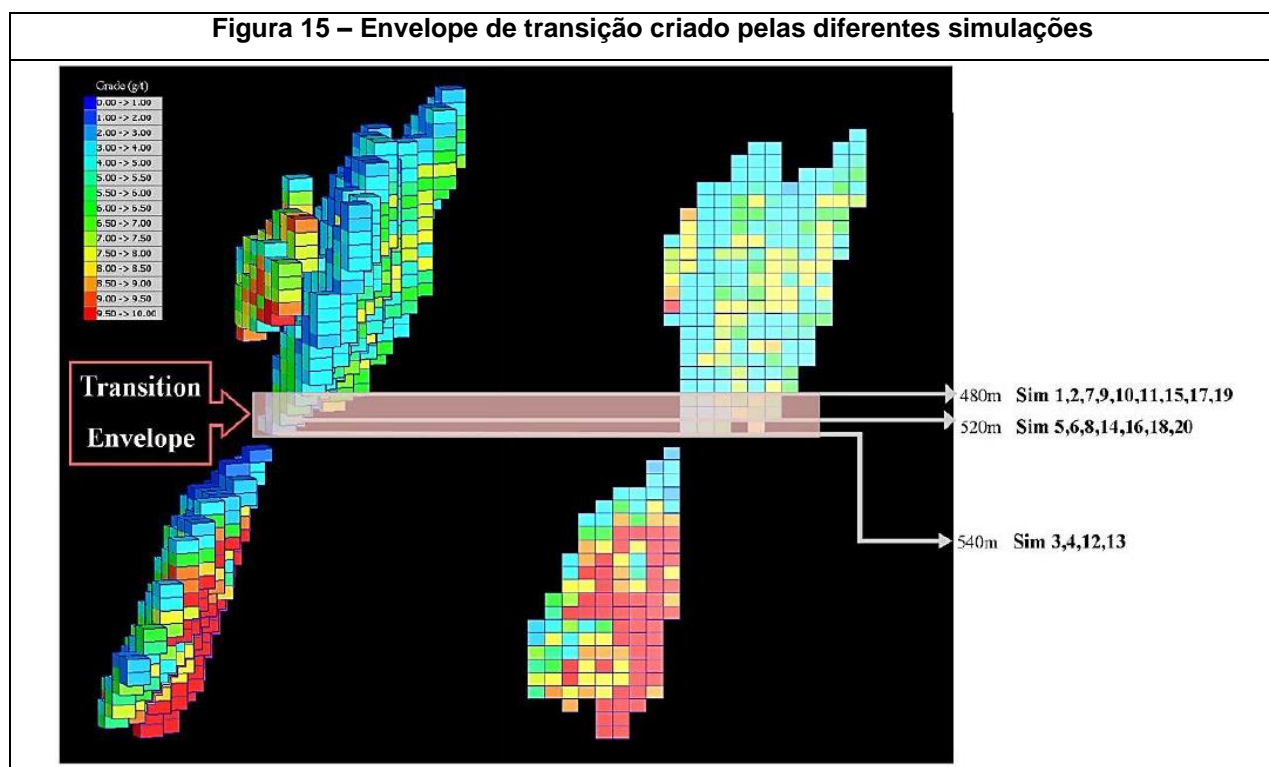
Este método se mostrou efetivo para um modelo com um grau de complexidade equivalente ao que poderia ser encontrado em uma operação real, multi-mina, multi-destinos, e considerando unidades de lavra realistas e seletivas. Além disso, este modelo avalia, inclusive, o sequenciamento, que, neste caso, foi otimizado para o complexo como um todo, deixando para a engenharia, basicamente, a decisão a respeito do ponto de transição. Entretanto, o maior contraponto a esta metodologia seria o tempo de análise exigido do profissional.

4.6. Programação inteira mista considerando incerteza geológica

Chung *et al.* (2015) propuseram uma formulação em Programação Inteira Mista – MIP para solucionar o problema de transição. Além disso, a incerteza geológica também foi levada em consideração: 20 modelos equiprováveis foram gerados a partir da variação do teor por Simulação Sequencial Gaussiana (SGS).

Uma vez obtidos os 20 diferentes modelos gerados por SGS, estes foram utilizados como dados de entrada para o programa MIP. Este programa foi modelado em três dimensões, com a função objetivo igual a maximização dos fluxos de caixa não descontados provenientes tanto da mina a céu aberto quanto da mina subterrânea. Algumas restrições foram definidas, como: ângulo de talude igual a 45° , com configuração de precedência 1-5, conforme Figura 1; não-coincidência de *stopes* em um mesmo espaço; apenas um método pode ser selecionado para cada nível; restrição de reserva – cada nível pode ser lavrado por OP ou UG, ou então ser deixado *in situ* como estéril ou *crown pillar*; altura mínima do *crown pillar* baseado nos parâmetros geotécnicos.

A Figura 15 mostra o envelope de pontos ótimos de transição, que, para o caso estudado, está entre 480 m e 540 m de profundidade. Essa variação ocorre uma vez que a incerteza geológica foi considerada por meio de 20 modelos equipotenciais.



Fonte: CHUNG *et al.*, 2015

A consideração da incerteza foi um avanço relevante deste método. Entretanto, uma questão para estudos futuros seria como decidir por uma profundidade única de transição dentro do envelope determinado.

4.7. Análise de NPV em projetos limite utilizando *softwares* comerciais

Carli (2013) desenvolveu 3 estudos de caso em que foram analisados, em cada um, pelo menos 3 planos de lavra diferentes: lavra somente em cava, lavra apenas subterrânea, lavra combinada.

Nos 2 primeiros casos, a autora optou por utilizar a cava ótima com um fator de receita (*Revenue Factor*) igual a 100%, ou seja, utilizando o preço do minério como foi definido pela mineradora. Entretanto, para o terceiro estudo de caso, foram analisadas diferentes profundidades de transição, por meio da variação percentual do preço do ouro na determinação da cava matemática.

Parâmetros financeiros como custo de lavra (estéril e minério), custo de processamento, custo de refino, recuperação do processo, recuperação da lavra e preço de venda do ouro foram definidos previamente para cada projeto. Além disso, foram calculados o teor de corte (BCOG) e o teor marginal (MCOG) para cada método de lavra em cada mina, por meios de Equação 3 e Equação 4.

$$BCOG = \frac{C_L + C_P + C_{G\&A}}{R * (PV - CR)} \quad \text{Equação 3}$$

Em que:

C_L : custo de lavra;

C_P : custo de processamento;

$C_{G\&A}$: custos gerais e administrativos;

R : recuperação mássica na planta de beneficiamento;

PV : preço de venda;

CR : custo de refino.

O teor de corte marginal, MCOG, é calculado de forma similar, porém desconsiderando o custo de lavra. Entretanto, é considerado o fator *Inc*, que corresponde ao custo incremental de transporte de minério em relação ao estéril, devido às diferentes distâncias entre a pilha de estéril e a planta de beneficiamento. Veja Equação 4.

$$MCOG = \frac{Inc + C_P + C_{G\&A}}{R * (PV - CR)} \quad \text{Equação 4}$$

Esses fatores foram calculados para cada projeto, considerando valores diferentes para a lavra a céu aberto e lavra subterrânea, uma vez que os custos variam. Porém, entre as opções possíveis de método de lavra, o custo específico por método foi mantido constante de forma a possibilitar a comparação dos resultados para lavra combinada, apenas OP e apenas UG. Também foi mantida constante a taxa de desconto para cálculo do NPV em cada projeto.

Foram considerados na análise apenas recursos medidos e indicados, sendo desconsiderados os inferidos, em confluência com padrões internacionais.

Os estudos realizados por Carli foram práticos, e aplicaram *softwares* comerciais: NPV Scheduler e Studio 3. O primeiro, para cálculo da cava matemática a partir dos parâmetros econômicos definidos *a priori*, e, o segundo, para desenho dos acessos principais para a lavra subterrânea.

Através de uma análise comparativa de cada caso, foi possível determinar qual seria a configuração mais vantajosa do ponto de vista financeiro, a partir da avaliação dos valores globais de NPV para cada configuração estudada.

No terceiro estudo de caso, a lavra exclusivamente em cava e a exclusivamente subterrânea tiveram NPV's inferiores, enquanto o cenário combinado obteve o melhor retorno financeiro, conforme Tabela 1.

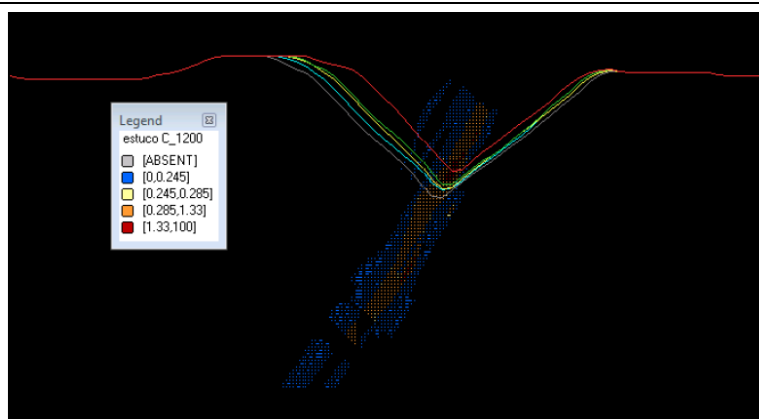
Tabela 1 – NPV para lavra OP (1), UG (2) e combinada (3)

	Cenário 1	Cenário 2	Cenário 3
Massa de minério (t)	17.863.681	834.139	17.862.103
Teor médio de au (g/t)	0,77	2,16	0,91
Total de au (oz)	440.511	57.927	522.304
Vida útil (anos)	12	6	15
NPV (US\$)	141.468.850	5.791.271	153.308.887

Fonte: CARLI, 2013

Foi então analisada a possibilidade de realizar a transição da lavra a céu aberto para subterrânea em diferentes profundidades. Estas profundidades não foram definidas diretamente, elas foram determinadas pela aplicação de um *revenue factor* inferior a 100%. As cavas geradas pela aplicação de *revenue factor* inferiores a 100% são naturalmente menores que aquelas produzidas ao se aplicar um fator de 100%. Isso ocorre pois as receitas diminuem enquanto os custos se mantêm os mesmos, o que faz com que menos material seja considerado minério.

Figura 16 – Cavas aninhadas variando o revenue factor



Fonte: CARLI, 2013

A partir da simulação com fatores entre 60 e 100%, obteve-se o resultado com maior NPV global do projeto (incluindo as lavras OP e UG), correspondente ao projeto em que a cava de 80% foi utilizada, conforme apresentado na Tabela 2.

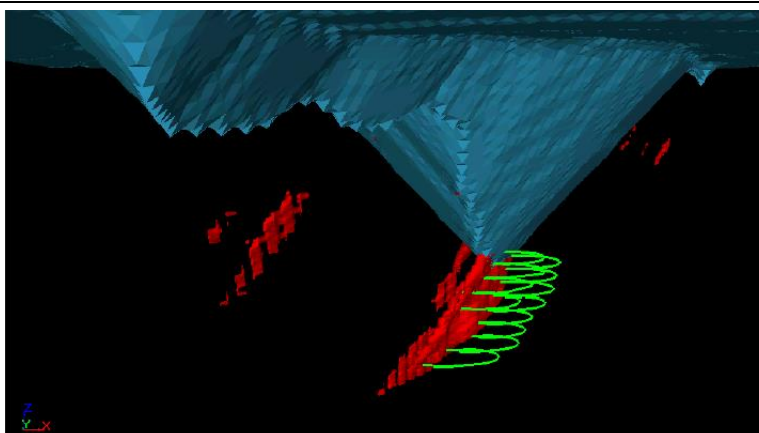
Tabela 2 – NPV do projeto combinado para diferentes revenue factors

	Cava 100%	Cava 90%	Cava 80%	Cava 70%	Cava 60%
Massa minério (t)	19.013.594	18.402.229	17.862.103	17.259.284	14.766.371
Teor médio au (g/t)	0,88	0,90	0,91	0,93	1,01
Total de au (oz)	539.223	530.382	522.304	515.777	477.580
Vida útil (anos)	16	16	15	15	13
VPL (US\$)	151.574.176	151.903.449	153.308.887	152.404.996	146.168.595

Fonte: CARLI, 2013

A cava de 80% em associação à lavra subterrânea foi, então, selecionada, e o desenvolvimento subterrâneo planejado pode ser visto na Figura 17.

Figura 17 – Rampa de acesso a partir da cava matemática



Fonte: CARLI, 2013

Este método propõe uma abordagem bastante prática, e pode ser utilizado em um projeto real, sem a necessidade de conhecimento específico de programação por parte do profissional, apenas familiaridade com os softwares é necessária.

4.8. Discussão

É importante considerar que todos os métodos aqui apresentados consideram apenas o custo direto de lavra do painel, excluindo da análise as galerias e aberturas que seriam necessárias para possibilitar o acesso ao corpo de minério. Tal simplificação é utilizada já que o desenvolvimento necessário para cada realce é variável. Porém, os custos aumentam muito rapidamente à medida que a mina se aprofunda, enquanto este custo é menor na lavra a céu aberto. Dessa forma, esta é uma simplificação que beneficia a lavra subterrânea, uma vez que o custo de desenvolvimento é um fator considerável na análise financeira do projeto.

Ainda, nota-se que as abordagens que partem de uma análise nível a nível se desviam do ponto ótimo global, uma vez que a exclusão de bancadas ocorre após a otimização da cava, como visto no método de Bakhtavar (2007) (item 5.2.1). Isto pode proporcionar a extração de blocos de estéril sem necessidade, já que, ao se eliminar as bancadas mais profundas de uma cava ótima, ainda se mantém dentro da envoltória da cava matemática blocos de decapeamento que só seriam extraídos para liberar material rico do fundo da cava. Além disso, ao se considerar a lavra bancada a bancada, aplica-se um método de lavra semelhante a uma lavra em tiras, que é o pior cenário para corpos com elevada variabilidade de metal contido.

Os métodos baseados em Programação Linear Inteira Mista (MILP) e Programação Inteira Mista (MIP) utilizam formulações robustas para a otimização do ponto de transição, como nos métodos de Chung et al. (2015), item 5.6 e Dimitrakopoulos e MacNeil (2017), item 5.4. Uma análise mais detalhada e a realização de testes seriam relevantes para validar estes métodos. Deve-se avaliar, também, a viabilidade de aplicação de tais algoritmos comercialmente, principalmente quanto ao tempo de processamento, já que uma das maiores limitações para este tipo de algoritmo é a exigência de processadores potentes.

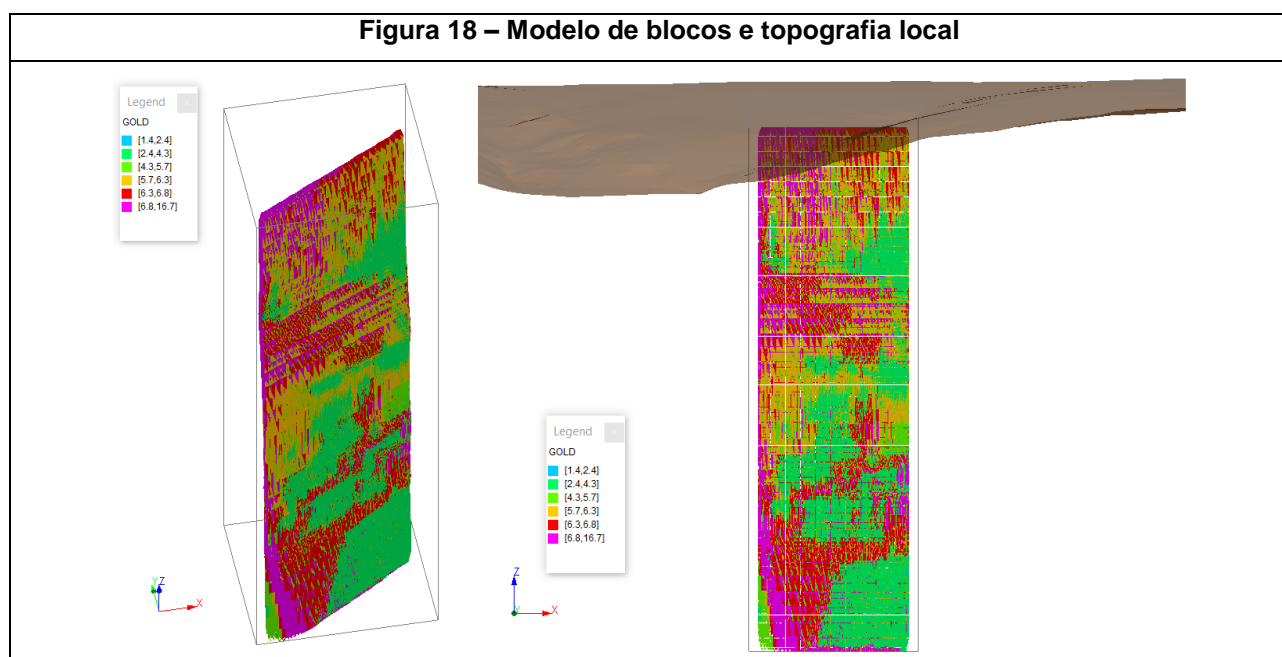
Estudos como o de Carli (2013), entretanto, se destacam por permitirem a análise por meio de softwares comerciais, amplamente utilizados na indústria, o que torna o método mais acessível para usuários já ambientados a tais ferramentas. Há de se levar em consideração, porém, que este método não possui o objetivo de encontrar o ponto ótimo de transição, mas apenas de se aproximar de tal ponto.

5. METODOLOGIA DE PLANEJAMENTO DE LAVRA COMBINADA

O planejamento de lavra combinado entre lavra a céu aberto e lavra subterrânea foi realizado a partir da metodologia baseada em uma forma de análise de sensibilidade por nível de profundidade. O processo consiste em analisar o impacto econômico dos níveis candidatos a transição. A seleção do nível está relacionada ao valor econômico gerado na transição adotada. Foram utilizados os *softwares* da Datamine: NPV Scheduler® 64-Bit 4.30.55.0, Studio UG® 64-Bit 2.3.7.0 Beta e EPS® 64-Bit 3.0.207.9389.

5.1. O modelo de blocos

O modelo de blocos utilizado é um modelo de tutorial que consiste em um corpo mineralizado de ouro com teor médio de 6,7g/t e 1.892.770 onças troy de metal contido. O corpo possui atitude N61E/85SE, com *strike* de aproximadamente 320 metros de comprimento, e se estende ao longo de 870 metros na vertical, com uma potência que varia entre 5 e 15 metros. A Figura 18 ilustra o modelo de blocos e a topografia utilizadas no projeto.



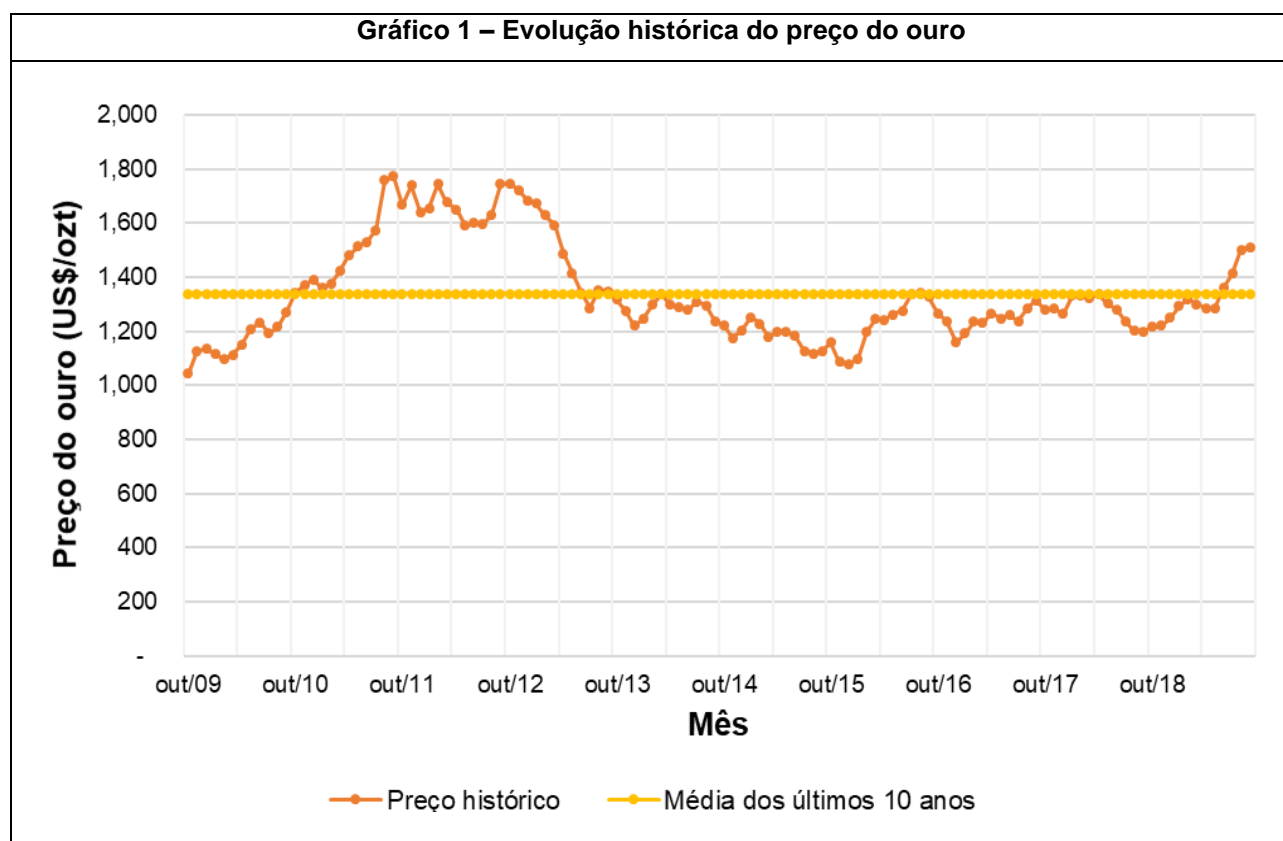
5.2. Modelo econômico e premissas

Para a otimização do plano de lavra foram definidos alguns parâmetros econômicos e premissas operacionais. Alguns destes parâmetros se aplicam tanto à lavra a céu aberto quanto à lavra subterrânea. Outros, entretanto, são particulares à natureza do método de lavra.

De forma a obter uma comparação financeira baseada em valores reais e objetiva entre os métodos de lavra, buscou-se, por meio de relatórios de Recursos e Reservas divulgados em bolsa, com destaque para os relatórios da Jaguar Mining (JAGUAR MINING INC., 2016), da Mina Tucano (GREAT PANTHER SILVER LTD, 2016), e das Minas Palito e São Chico da Serabi Gold (SERABI GOLD PLC., 2018). Foram obtidos valores como custo de lavra, custo de processamento, diluição, recuperação, ângulo de talude, dimensões de realces, dimensões de pilares, largura e altura de galerias subterrâneas, além de custos com venda, refino, gerais e administrativos. Na Tabela 3 e Tabela 4 são apresentadas as principais premissas de projeto.

5.2.1. Preço do Ouro

Devido à baixa volatilidade e tendência de baixo patamar da *commodity* foi realizada uma simplificação na adoção do preço utilizado. O preço do ouro foi calculado a partir de uma média simples de seu preço nos últimos 10 anos, obtido por meio do site Index Mundi, resultando em um valor de aproximadamente 1337 US\$/ozt, ou 47,18 US\$/g, conforme Gráfico 1.



5.2.2. Premissas da lavra subterrânea

Os custos da lavra subterrânea são muito influenciados pela metragem total de desenvolvimento. Entretanto, para determinar essa metragem, partiu-se inicialmente de um custo zero de desenvolvimento, determinou-se um teor de corte, executou-se a otimização de realces, para que pudesse ser determinada a metragem total de galerias abertas a partir do desenho do desenvolvimento primário no Studio UG. O desenvolvimento inicial permitiu cálculo das metragens específicas por tipo de galeria no EPS. Este processo e os custos utilizados para cada tipo de abertura, serão abordados com mais detalhes nos itens a seguir. As premissas iniciais e finais podem ser vistas na Tabela 3.

Tabela 3 – Custos e premissas da lavra subterrânea

Custo	Valor inicial	Valor final
Recuperação Metalúrgica	92%	92%
Recuperação na lavra	90%	90%
Diluição	7%	7%
Custo de lavra (stopes e oredrives)	\$ 50.00 /ton	\$ 54.70 /ton
Custo de Desenvolvimento	\$ - /ton	\$ 11.39 /ton
Custo de infraestrutura	\$ 6.00 /ton	\$ 7.93 /ton
Custo de processamento	\$ 25.42 /ton	\$ 25.42 /ton
Custo de refino	\$ 0.50 /g	\$ 0.50 /g
Custo de venda e impostos	\$ 0.72 /g	\$ 0.72 /g
Custos gerais e administrativos	\$ 1.00 /g	\$ 1.00 /g

Neste caso, o custo de lavra inclui a lavra de minério nas galerias produtivas (*oredrives*) bem como em *stopes*, porém exclui custos de desenvolvimento, que são contabilizados separadamente.

O custo de desenvolvimento primário foi obtido por meio do desenho de rampa, travessas, *oredrives*, galerias e *raises* de ventilação no Studio UG, com posterior medição da metragem total das galerias e determinação dos custos de desenvolvimento pelo EPS, solução da Datamine integrada ao Studio UG para sequenciamento de atividades produtivas. Para o cálculo dos custos específicos de desenvolvimento e de lavra, partiu-se dos valores contidos na Tabela 4.

Tabela 4 – Principais custos operacionais da lavra subterrânea

Item	Valor
Custo de lavra (stopes)	\$ 50 /ton
Custo de lavra (oredrives)	\$5,200 /m
Custo de desenvolvimento (rampas e travessas)	\$8,400 /m
Custo raise boring	\$4,300 /m
Custo de infraestrutura	12% Sobre custos de lavra e desenvolvimento

O custo de infraestrutura de mina, que inclui estações de bombeamento, eletricidade, *sumps*, suporte de aberturas subterrâneas, oficinas, desenvolvimentos secundários, *passing bays*, pontos de carga, saídas de emergência, entre outros, foi estimado como 12% da somatória do custo de lavra e de desenvolvimento.

A diluição da lavra foi estimada em 7%, e a recuperação, 90%. O valor de recuperação considera 5% de perda de minério pois, com o objetivo de simplificar a análise dos pontos de transição, optou-se por não representar *sill pillars* diretamente no projeto, ao contrário de *rib pillars*, que já foram considerados na própria otimização dos sólidos de lavra. Os 5% restantes se devem à perda de minério em relação aos sólidos de lavra planejados, também denominada *oreloss*.

5.2.3. Premissas da lavra a céu aberto

Alguns fatores foram mantidos em relação à lavra subterrânea: é o caso de recuperação metalúrgica, custo de processamento e custo de refino. Entretanto, o custo de lavra foi adotado como \$2,57 por tonelada de material, acrescido de um custo de desenvolvimento e infraestrutura de \$0,31/t, também obtido pela estimativa de 12% sobre o custo de lavra e de desenvolvimento; a recuperação na lavra foi estabelecida como 98%; diluição estimada em 17,5%, baseada em parâmetros da Mina Tucano (GREAT PANTHER SILVER LTD, 2016); foi definido um fator de ajuste do custo de lavra por bancada (MCAF por bancada) de \$0.024, baseado em dados de relatórios técnicos; por fim, custos gerais e administrativos também são menores quando comparados à lavra subterrânea: totalizaram em \$0.50 por grama de ouro.

Tabela 5 – Custos e premissas da lavra a céu aberto

Custo	Valor	Unidade
Recuperação Metalúrgica	92%	
Recuperação na lavra	98%	
Diluição	17.5%	
Custo de lavra e desenvolvimento	\$ 2.57	/ton
Custo de Infraestrutura	\$ 0.31	/ton
Custo de processamento	\$25.42	/ton
Custo de refino	\$ 0.50	/g
Custo de venda e impostos	\$ 0.72	/g
Custos gerais e administrativos	\$ 0.50	/g
MCAF por bancada	\$0.024	/bancada

5.3. Otimização de recursos lavráveis

A otimização dos recursos de lavra foi feita no *Mineable Shapes Optimizer* (MSO), um recurso do Studio UG para criação dos realces otimizados de longo prazo, enquanto a cava matemática foi calculada na *NPV Scheduler* (NPVS). O *Mineable Shapes Optimizer* (MSO) possui como variável de decisão teor de ouro no sólido de lavra, enquanto o *NPV Scheduler* (NPVS) utiliza o retorno financeiro. Apesar da diferença conceitual, o resultado da maximização do teor de ouro nos realces e do valor presente líquido objetivam a definição da envoltória de maior lucratividade. Assim, a utilização dos métodos simultaneamente é válida, pois a base de otimização é semelhante.

5.3.1. Otimização de realces

A otimização de *stopes* no MSO foi realizada de forma a maximizar o teor de ouro, a partir de um teor de corte (BCOG), definido por Equação 5 e Equação 6.

$$BCOG = \frac{Custo_{lavra} + Custo_{processamento}}{(Preço_{Au} - Custo_{refino, venda, G\&A}) * Recuperação_{Metalúrgica}} \quad \text{Equação 5}$$

Onde:

$$Custo_{lavra} = Custo_{lavra_{stopes}} + Custo_{lavra_{oredrives}} + Custo_{desenvolvimento} + Custo_{infraestrutura} \quad \text{Equação 6}$$

Inicialmente, como não era conhecida a metragem total de desenvolvimento, o custo de desenvolvimento foi considerado zero, bem como o custo de lavra nas galerias produtivas. Dessa forma, o teor de corte utilizado na primeira iteração foi de 2g/t,

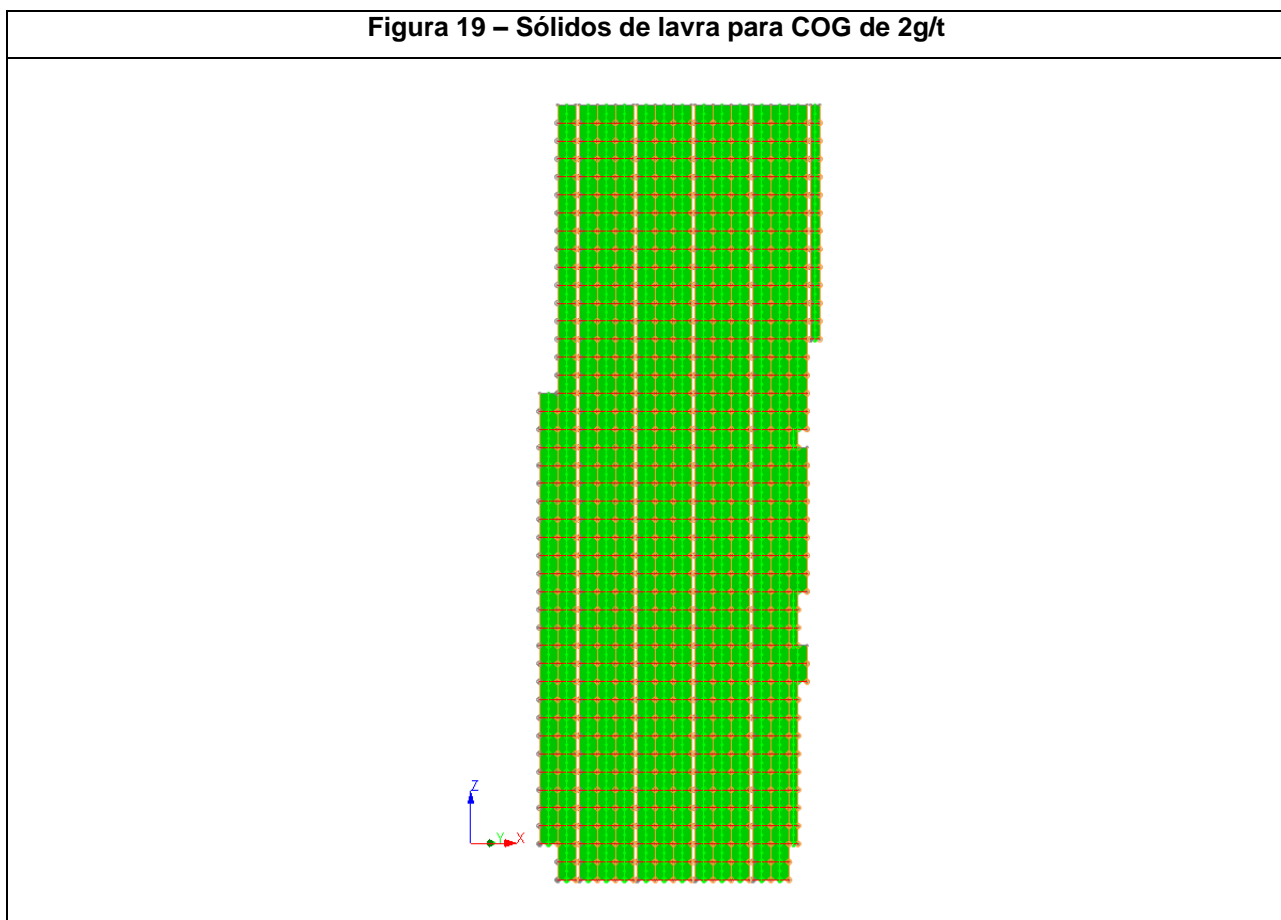
demonstrado em Equação 7 e Equação 8 , que resultou nos sólidos de lavra representados na Figura 19.

$$BCOG = \frac{56,00+25.42}{(47,18-2,22)*0.92} = 1,97 \cong \boxed{BCOG = 2 \text{ g/t}} \quad \text{Equação 7}$$

Onde:

$$Custo_{lavra} = 50 + 0 + 0 + 0,12 * 50 = \boxed{Custo_{lavra} = \$56,00} \quad \text{Equação 8}$$

Figura 19 – Sólidos de lavra para COG de 2g/t



A determinação do realce sem custo de desenvolvimento é a primeira etapa do processo. Em seguida, foi feito o desenho do desenvolvimento primário no Studio UG, e a metragem total de galerias subterrâneas foi obtida por meio do EPS, que permite a integração com o Studio UG e leitura da metragem de cada segmento das galerias, bem como todas as outras propriedades das atividades de lavra e desenvolvimento. Após a incorporação dos custos decorrentes destes desenvolvimentos ao cálculo do teor de corte, obteve-se o teor de corte final, de 2.4g/t, como demonstrado em Equação 9 e Equação 10.

$$BCOG = \frac{74,01+25.42}{(47,18-2,22)*0.92} = \boxed{BCOG = 2,40 \text{ g/t}} \quad \text{Equação 9}$$

Onde:

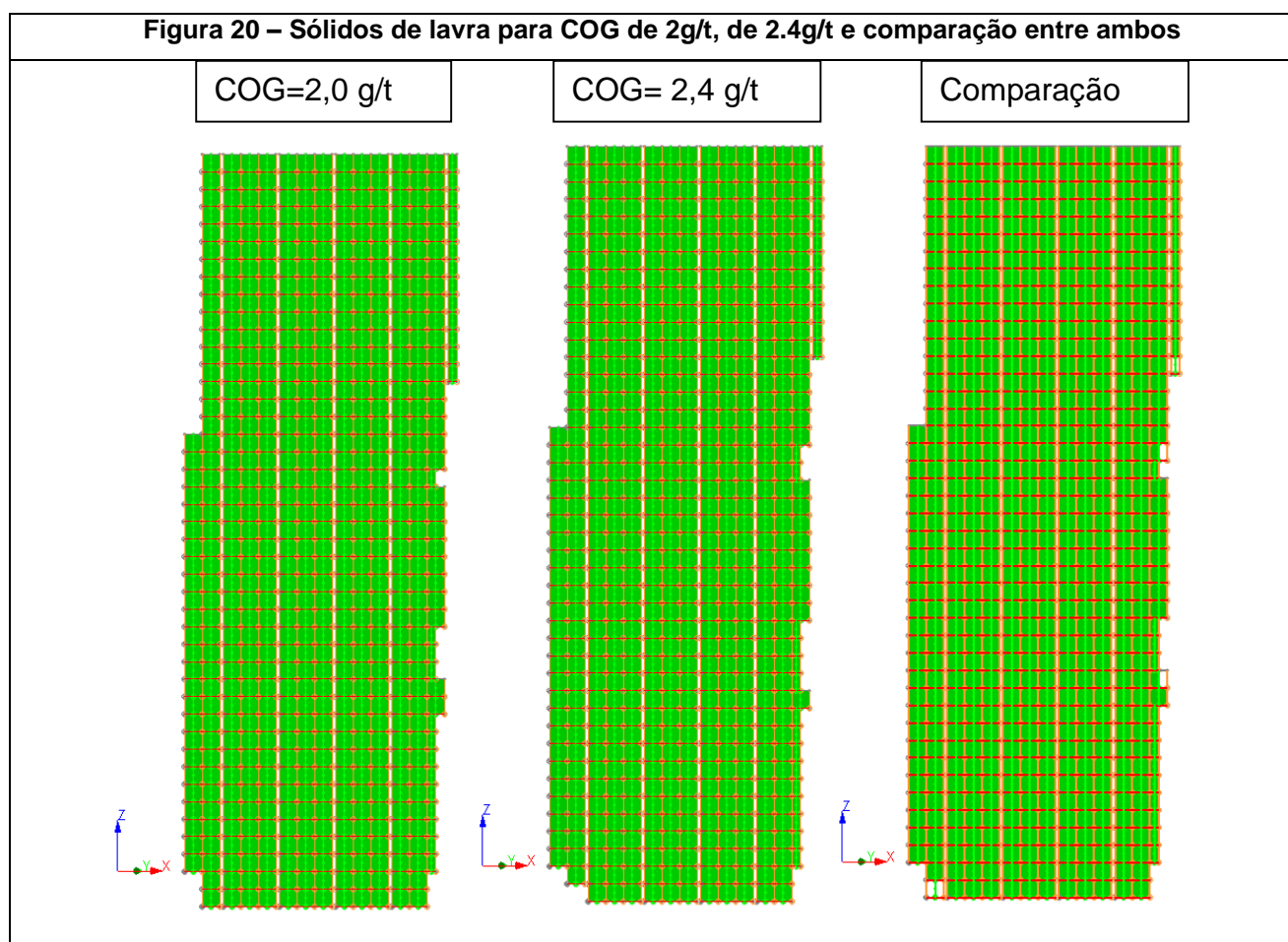
$$Custo_{lavra} = Custo_{lavra_{stopes}} + Custo_{lavra_{oredrives}} + Custo_{desenvolvimento} + Custo_{infraestrutura}$$

$$Custo_{lavra} = 50 + 4,70 + 11,39 + 0,12 * (50 + 4,70 + 11,39) =$$

$$Custo_{lavra} = \$74,01$$

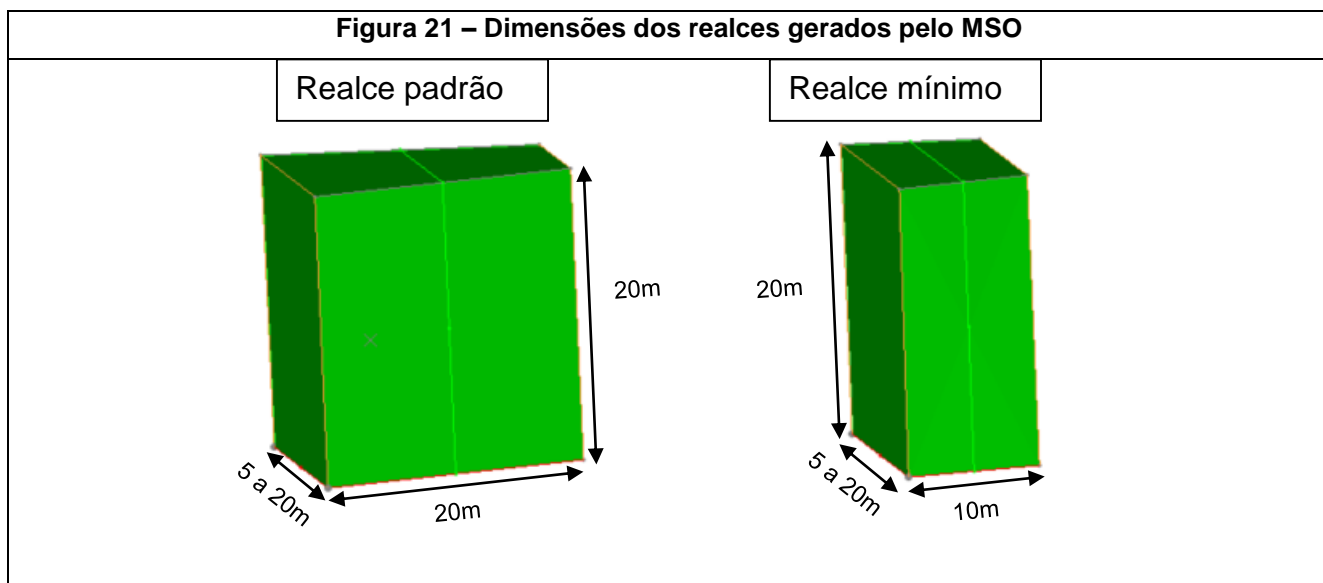
Equação 10

Uma nova otimização dos realces, agora com o teor de corte de 2,4g/t, foi realizada no MSO, e os sólidos gerados podem ser vistos na Figura 20, em que também há uma comparação entre os sólidos do cenário base (delimitados por *strings* verdes e laranjas, com COG igual a 2), e os sólidos acima do teor de 2,4g/t, representados por *wireframes* verdes.



Para a criação destes realces, foram configuradas duas formas possíveis para os sólidos, que estão ilustradas na Figura 21. Inicialmente, o algoritmo cria o sólido, com dimensões do realce padrão. Nos casos em que o teor do sólido for abaixo do teor de corte, o sólido é desconsiderado. A seguir, o realce mínimo é gerado e cubado: caso ele atenda ao COG, ele é mantido, caso contrário, o sólido não é considerado.

Figura 21 – Dimensões dos realces gerados pelo MSO



Por fim, como se pode visualizar na Figura.20, foram incorporados ao plano de lavra *rib pillars* de 4 metros de espessura a cada 60 metros ao longo do *strike* do corpo. Esta configuração foi definida de acordo com as práticas na mina de Pilar, da Jaguar Mining (JAGUAR MINING INC., 2016). O *Crown Pillar* considerado entre o fundo da cava e as aberturas subterrânea foi de 20 metros. Os *sill pillars* não foram considerados pelo para facilitar a análise do ponto de transição, já que cada nível, de acordo com as dimensões utilizadas, possui 20 metros de altura, o que corresponde a exatamente dois blocos na vertical, o que equivale à espessura do *crown pillar*. Entretanto, como citado no item 6.2.2, a perda de minério devido aos *rib pillars*, que seriam de aproximadamente 3 metros de espessura a cada 60 metros, foi contabilizada por meio da redução da recuperação da lavra em 5 pontos percentuais.

5.3.2. Otimização de cavas

Para o cálculo da cava matemática foi utilizada uma taxa de desconto de 9%, uma produção anual de minério de 650.000 toneladas e ângulo geral de talude de 49°. Além disso, foram geradas cavas aninhadas por fatores de preço incrementais de 1%, até a cava de 120%.

A definição da escala de produção foi feita baseada na premissa de que a cava precederia a lavra subterrânea, porém por poucos anos. Assim, a capacidade de alimentação da usina deveria ser considerada constante, seja o minério produzido a céu aberto ou no subsolo. A produção da mina subterrânea, por sua vez, foi definida baseada

na alimentação da planta de beneficiamento do Complexo de Caeté, da Jaguar Mining, aproximadamente 670.000 toneladas por ano (JAGUAR MINING INC, 2016).

5.4. Desenvolvimento da mina subterrânea

Os acessos à mina subterrânea foram criados para permitir a definição do custo de desenvolvimento, conforme mencionado nos tópicos anteriores. A geometria base das galerias segue os parâmetros descritos na Tabela 6.

Tabela 6 – Perfil das galerias

Perfil	Forma da seção	Largura (m)	Altura (m)
Rampa	Arco	5.5	5.5
Travessas	Arco	4.5	5.0
Oredrives	Arco	4.0	4.5
Raise de ventilação	Circular	3.5	3.5
Shaft de ventilação	Circular	6.0	6.0

Para o cenário de lavra apenas subterrânea, o emboque da rampa é localizado na superfície topográfica, enquanto para as simulações onde há lavra combinada, o emboque é localizado no fundo da cava. A rampa mantém uma distância segura em relação aos realces de, pelo menos, 35 metros.

A partir da rampa, foram desenvolvidas travessas que permitem acesso à região mineralizada. A partir das travessas, foram desenvolvidas galerias no corpo de minério, denominadas *oredrives*. A rampa também permite acesso à chaminé de adução. A exaustão, em contrapartida, é feita por *raises* localizados nas travessas.

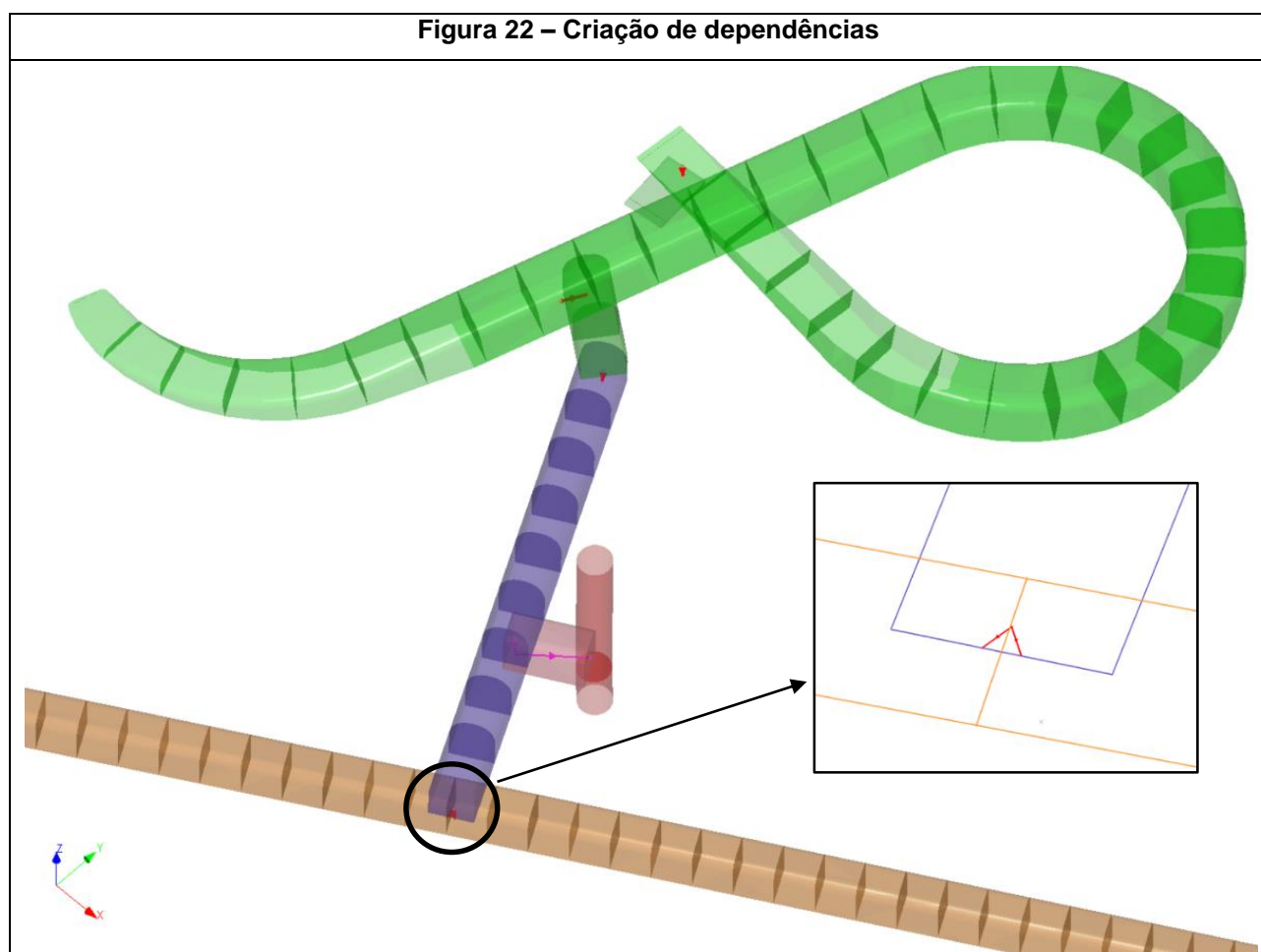
5.5. Sequenciamento e análise econômica para diferentes pontos de transição

Utilizando como base as cavas aninhadas por fatores de preço geradas pelo NPV Scheduler, o programa também gerou *pushbacks* ou fases de lavra. Em seguida, a sequência de extração foi determinada e cavas anuais foram geradas pela função Scheduler do programa. Foi aplicado um fator de produção menor que 1 para o primeiro ano, de forma a caracterizar um *ramp up* da produção, enquanto os 4 anos seguintes buscaram atingir uma produção de 650.000 toneladas de minério. Também foi imposto uma meta de Relação estéril minério que buscava reduzir a abertura de frentes de minério nos anos iniciais, de forma a maximizar o NPV.

O uso da função *Scheduler* contida no NPV Scheduler prevê decapeamento prévio de material de forma a abrir frentes de minério futuramente, até que se atinja a cava final.

Este cenário, apesar de ser otimizado para a lavra a céu aberto, não é o ideal para a lavra combinada, uma vez que a superfície de cava final dificilmente seria a correspondente à cava de Lerchs-Grossmann para fator de preço igual a 100%. Entretanto, existe uma necessidade de sequenciar a lavra pela função Scheduler uma vez que o uso das cavas aninhadas criaria uma sequência de lavra pouco operacional. Não só ele produziria um sequenciamento demasiadamente seletivo, quanto ele criaria uma sequência de lavra em que a movimentação anual cresceria de forma vertiginosa, reduzindo sensivelmente a praticabilidade do plano de lavra.

Os custos de lavra e processamento para lavra a céu aberto foram calculados no NPV Scheduler a partir dos valores inseridos no programa, discriminados no item 6.2.3 como premissas do projeto.

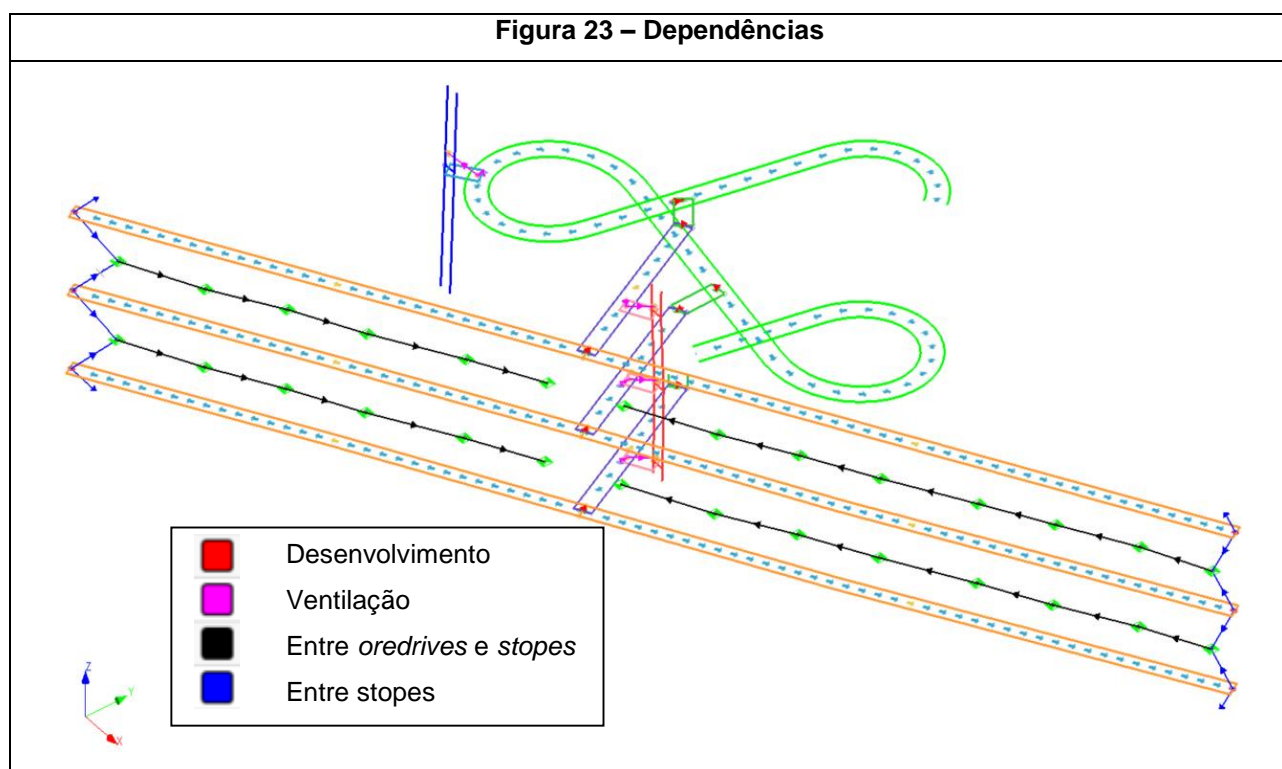


Para o sequenciamento das atividades da lavra subterrânea, primeiramente foram criadas dependências lógicas entre atividades no Studio UG. As regras lógicas criam sólidos de busca para pontos de interesse e geram dependências entre as atividades. Por exemplo: para que as atividades das *oredrives* não fossem iniciadas antes que as travessas

terminassem de ser desenvolvidas, foi criada uma esfera de busca de 9 metros de diâmetro.

Assim, conforme visto na Figura 22, uma dependência, representada por uma seta, é criada da primeira atividade (ponto final da travessa) para a atividade dependente (pontos iniciais das *oredrives*). Lógicas similares foram utilizadas para gerar dependências entre diversas atividades de desenvolvimento e ventilação.

Neste caso específico, o desenvolvimento produtivo foi feito no corpo mineralizado, dando acesso direto aos *stopes*. Por isso, a lavra deve ser em recuo: ela só pode ter início uma vez que o desenvolvimento da galeria já tenha sido finalizado. Assim, outra regra lógica foi elaborada para criar as dependências entre *oredrives* e *stopes*, apenas sendo necessário aumentar o diâmetro da esfera para 30 metros, de forma a alcançar o centroide das atividades de lavra, ou realces. Devido ao tamanho deste sólido de busca, algumas dependências incorretas foram criadas, portanto estas foram editadas manualmente para corresponder a uma sequência lógica de lavra. Ainda para configurar a lavra em recuo, dependências entre *stopes* foram criadas, caracterizando uma lavra que se inicia nas extremidades das galerias produtivas e finaliza próximo à travessa. As dependências criadas podem ser vistas na Figura 23, que mostra uma seção da rampa, com os devidos *raises* de adução e exaustão, assim como as travessas, *oredrives*, e *stopes*, simbolizados pelos pontos verdes entre as *oredrives*.



Para cada profundidade de transição avaliada, os realces, a rampa, as chaminés de ventilação, as travessas e os *oredrives* foram reajustados de forma a se adequarem à profundidade da cava, levando em consideração o *crown pillar* de 20 metros. A seguir, estes objetos de entrada foram processados novamente pelo Studio UG de forma a gerar novos sólidos e recriar as dependências.

Para o cálculo dos custos da lavra subterrânea, foram utilizados os custos operacionais de desenvolvimento e de lavra discriminados no item 6.2.2. Estes valores foram inseridos como constantes globais no EPS, que, por sua vez, realizou os cálculos dos custos a partir das metragens e definições de *design*. Além disso, para tornar o sequenciamento mais operacional, foi feita uma estabilização da produção e da metragem desenvolvida por ano, por meio da ferramenta *Leveling*, presente no EPS. Para tanto, foram adotadas algumas metas de produção e desenvolvimento, que podem ser vistas na Tabela 7.

Tabela 7 – Metas de produção

Metas	2020		LOM	
	Mínimo	Máximo	Mínimo	Máximo
Desenvolvimento total (m/ano)	1,800	2,500	1,600	2,000
Desenvolvimento de rampa (m/ano)	800	1,200	450	500
Tonelagem de minério (ton/ano)	600,000	665,000	600,000	665,000

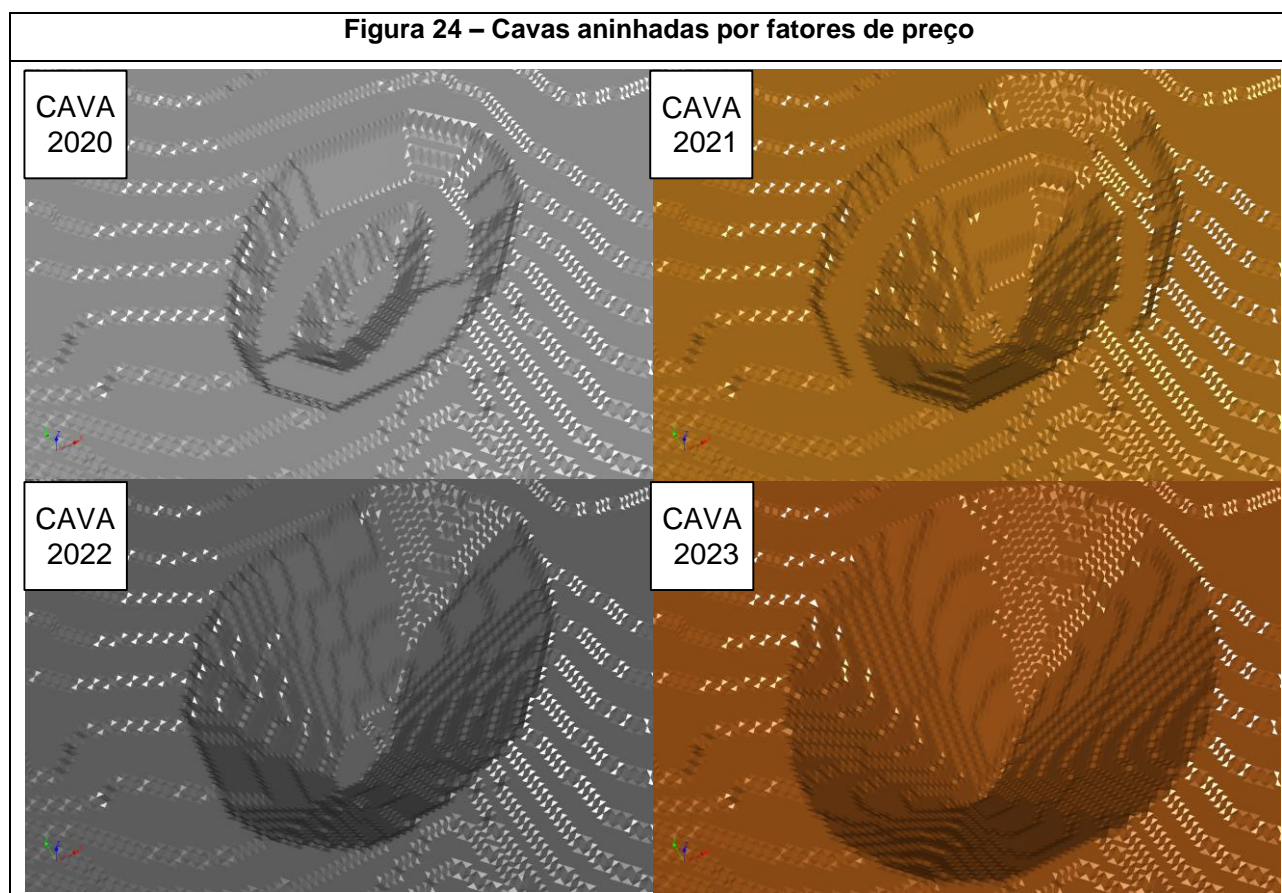
Assim, foi criado um *template* do EPS para replicar os cálculos e metas para todos os cenários, e possibilitar a comparação entre eles. Os relatórios do EPS foram exportados para o Excel, onde foram acrescentadas custos e receitas referentes à lavra a céu aberto, ajustando o cálculo do NPV de acordo com os novos fluxos de caixa.

6. RESULTADOS

6.1. Limites de lavra e sólidos

6.1.1. Cavas anuais sequenciadas

As 4 cavas anuais sequenciadas geradas no NPV Scheduler e utilizadas como limites de lavra para cada ponto de transição estão dispostas na Figura 24 – Cavas aninhadas por fatores de preço. A interseção das cavas com a topografia em seu ponto mais alto ocorre entre as cotas 900 e 920m. A cava de 2020 tem seu fundo na cota 775. Em 2021, planeja-se atingir a cota de 710, em 2022, 650m e, em 2023 atinge-se a cava de Lerchs & Grossmann, que possui um fundo na cota 570m

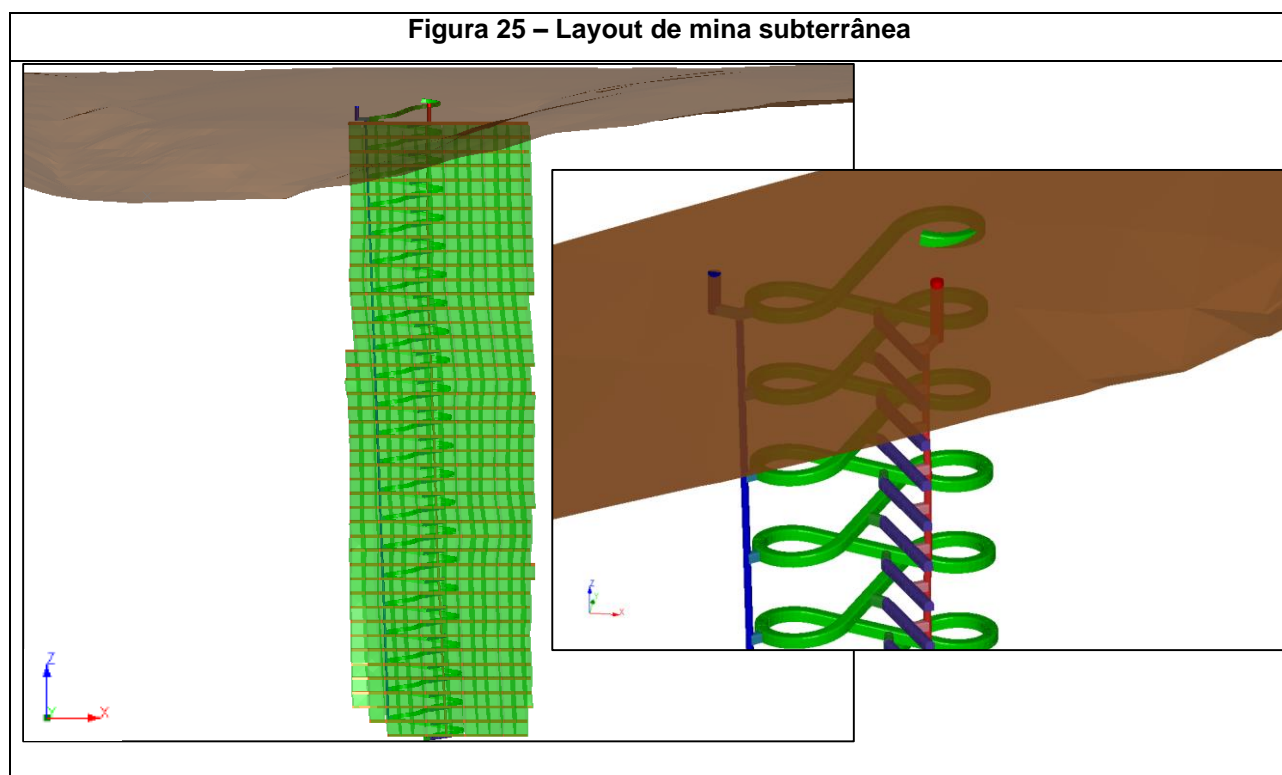


As cavas sequenciadas, ao contrário das cavas aninhadas, buscam liberar minério em períodos futuros. Assim, é possível perceber, nas superfícies das cavas, a abertura de frentes de lavra de estéril, observáveis como degraus ou praças formadas nos taludes.

No cenário de lavra somente a céu aberto, o projeto se resume a estas cavas. Entretanto, para as alternativas da lavra combinada, as 4 cavas foram utilizadas como 4 profundidades possíveis para a transição da lavra a céu aberto para a lavra subterrânea.

6.1.2. Sólidos da mina subterrânea

Os sólidos de desenvolvimento e de lavra criados no Studio UG para o cenário de lavra subterrânea podem ser vistos na Figura 25, onde se visualiza, também, o emboque da rampa na topografia original, bem como as estruturas de ventilação (adução e exaustão) que varam na superfície.



6.1.3. Sólidos da lavra combinada com fundo de cava na cota 650

Em Figura 26, Figura 27 e Figura 28 pode-se ver a disposição do projeto como um todo, considerando desenvolvimento subterrâneo, realces e a cava para 2022. O emboque da rampa, bem como a adução e a exaustão parte da cava. A rampa parte necessariamente do fundo, enquanto os *raises* de ventilação não necessariamente.

Os mesmos princípios foram utilizados para desenhar os acessos para os outros cenários.

Figura 26 – Layout do projeto com transição na cota 650m – vista a partir de Hanging Wall

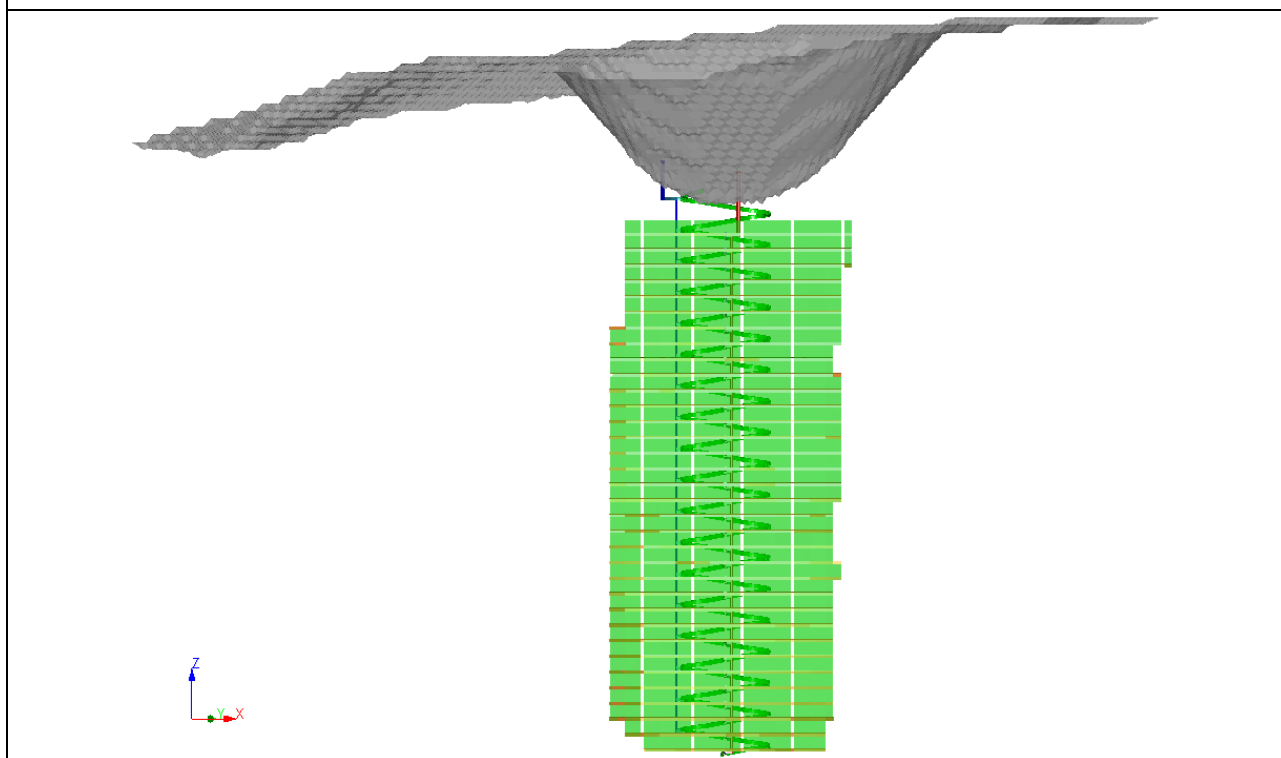


Figura 27 – Layout do projeto com transição na cota 650m – perspectiva

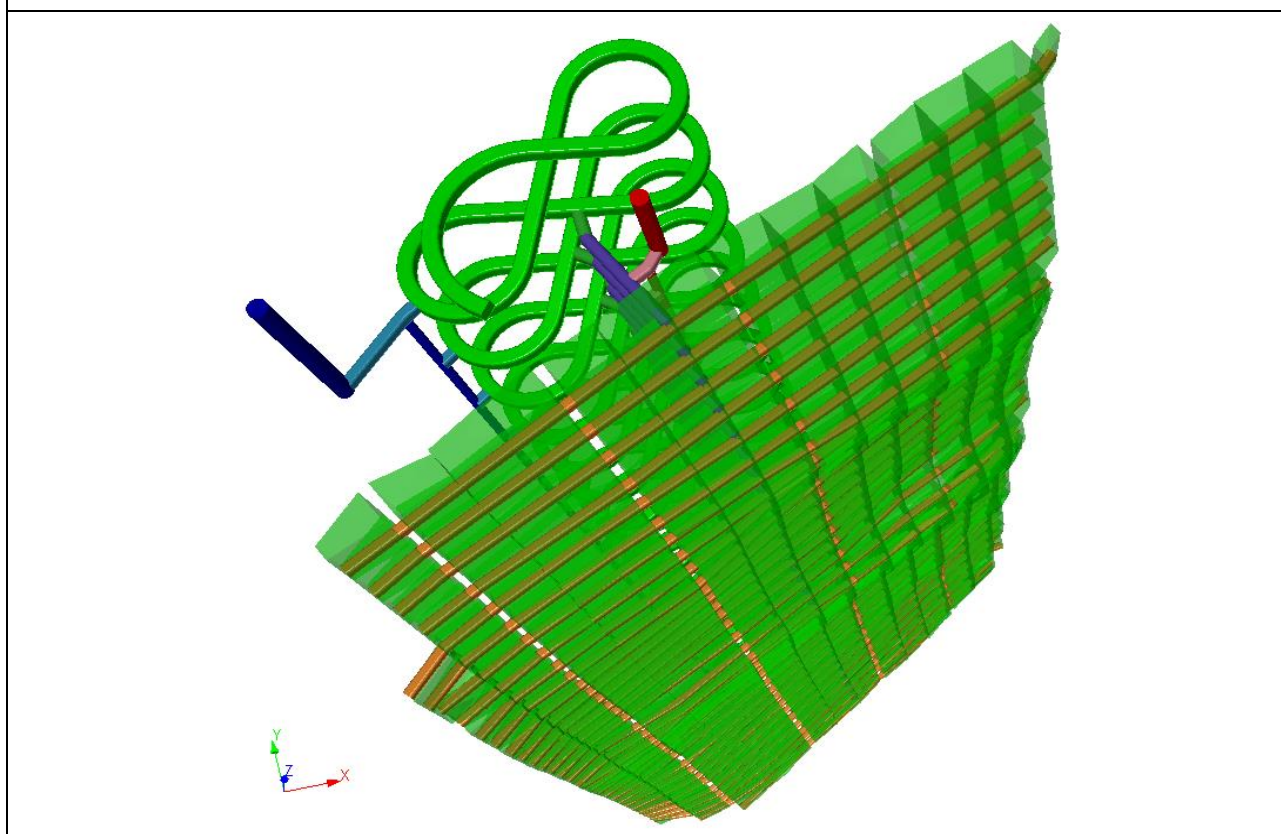
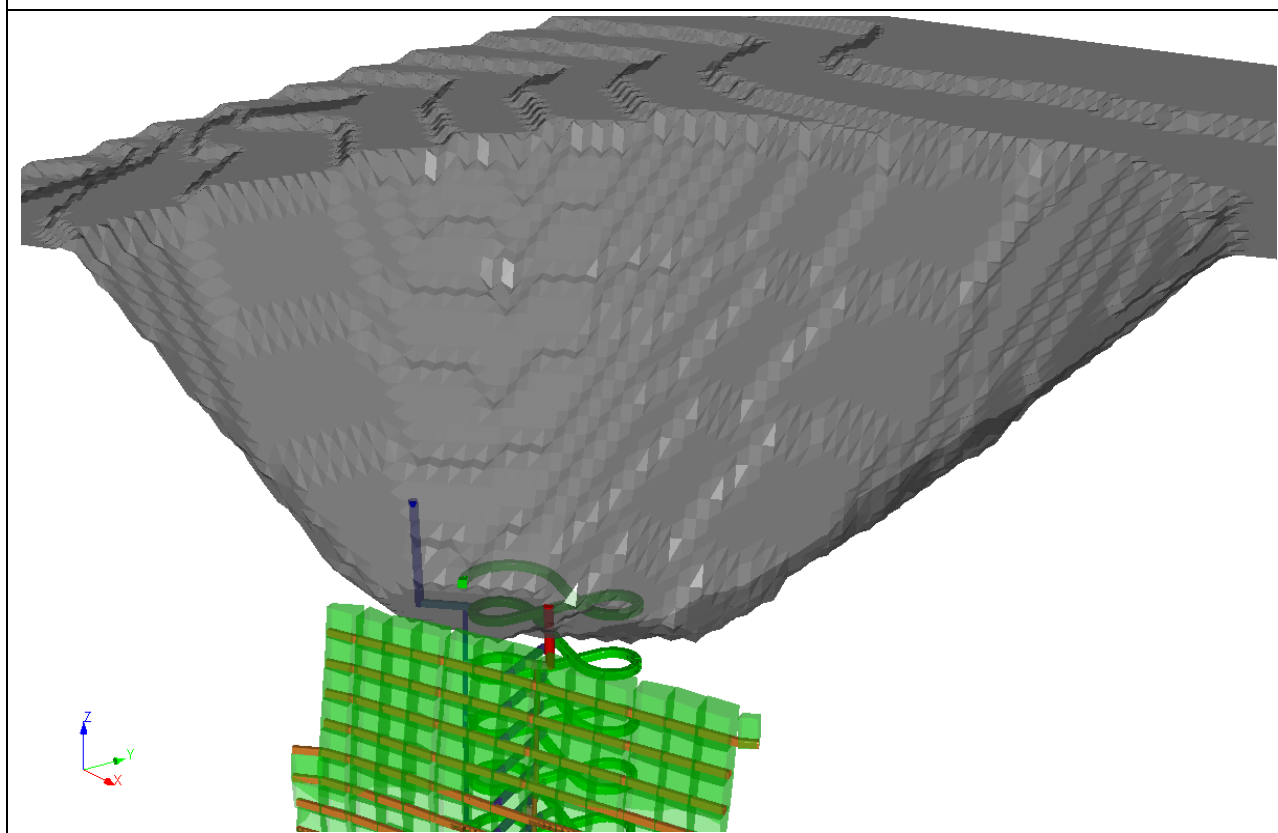


Figura 28 – Layout do projeto com transição na cota 650m – perspectiva em corte



6.2. Sequenciamento da produção

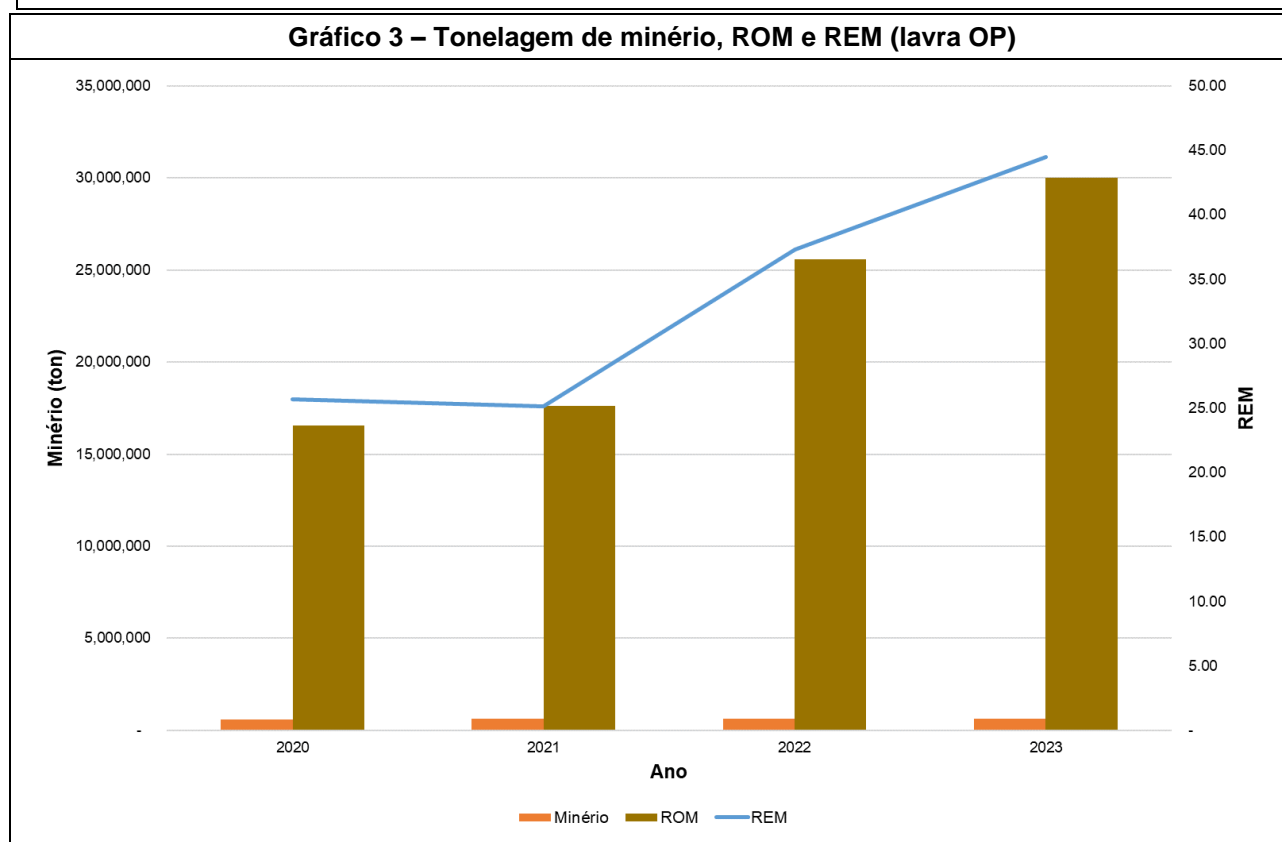
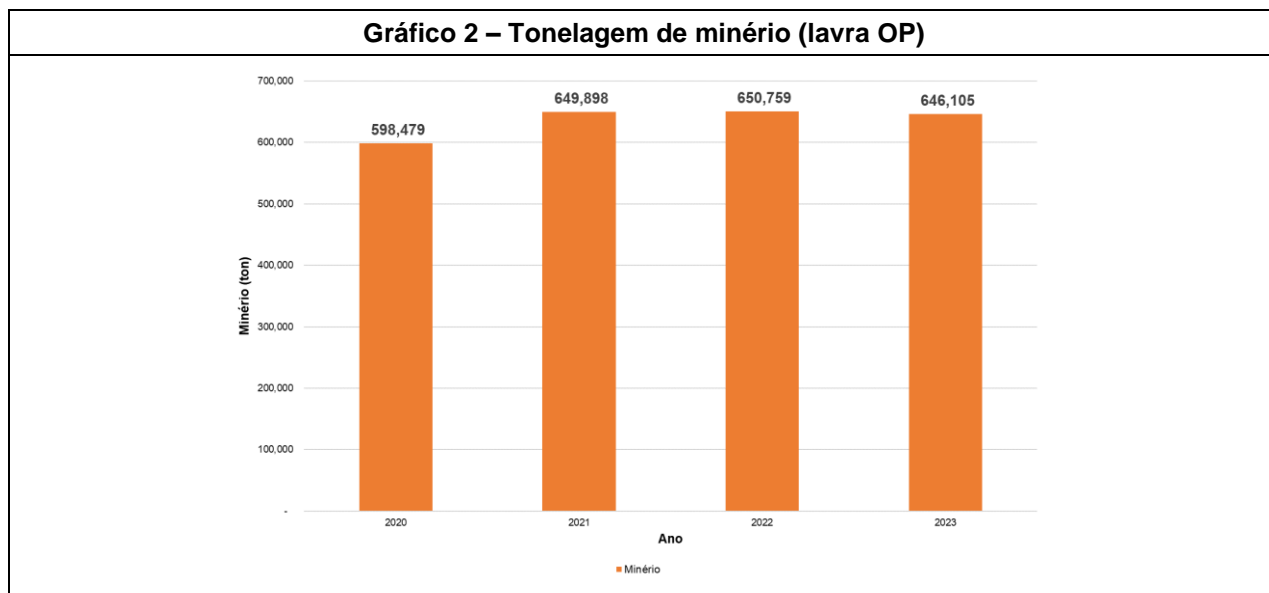
Além dos cenários de lavra exclusivamente subterrânea e exclusivamente a céu aberto, foram simulados 4 pontos de transição a partir das cavas anuais, descritos a seguir.

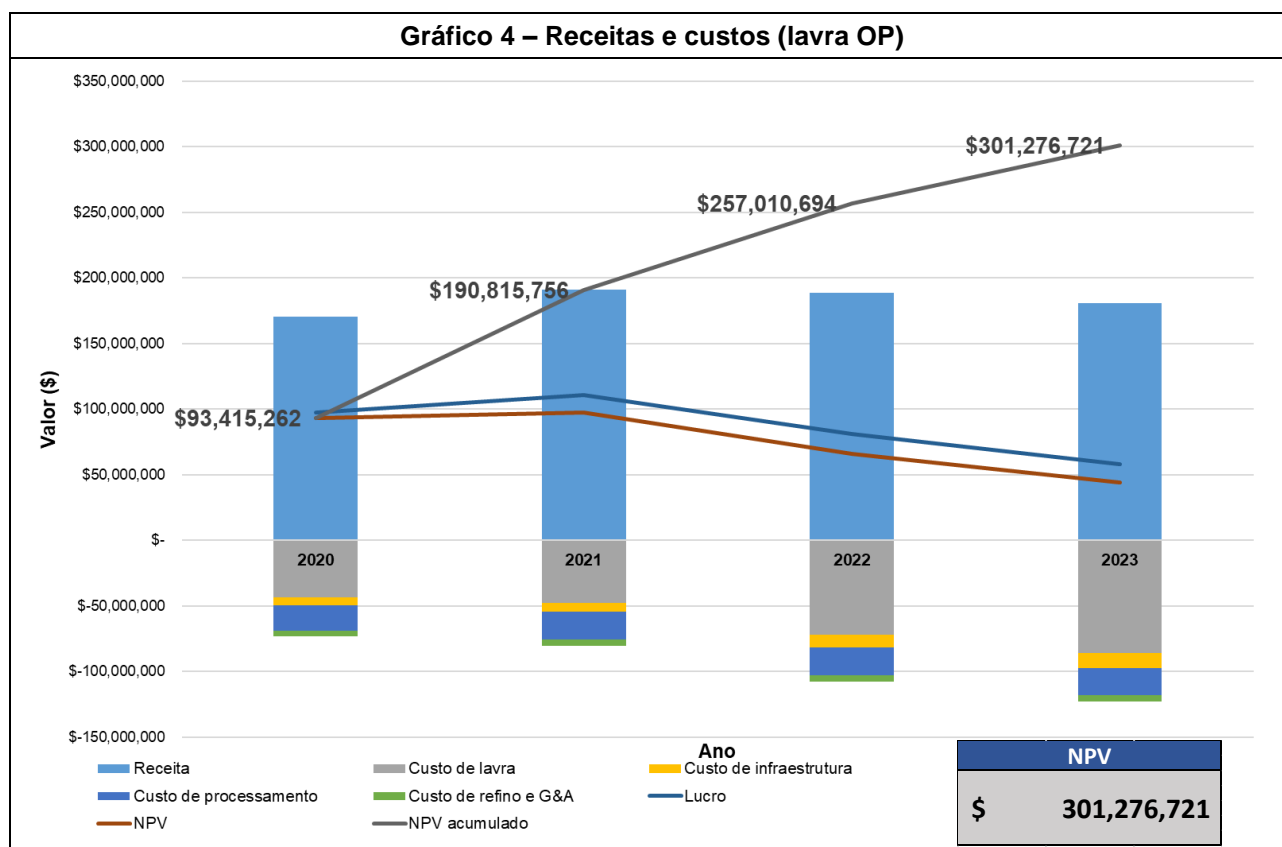
6.2.1. Lavra a céu aberto

As 4 cavas anuais foram utilizadas como limites de lavra a céu aberto, bem como sequência de lavra para alternativas em que há mais de 1 ano de lavra a céu aberto. Estas cavas adotadas correspondem a cavas anuais, uma vez que a produção média de minério é de aproximadamente 650.000 toneladas para cada uma, como representado no Gráfico 2, excetuando-se a cava de 2020, que tem uma produção de minério de aproximadamente 600.000 ton.

No Gráfico 3 é possível observar a tonelagem de material movimentado na mina (ROM) por período (ano), que, por sua vez, apresenta um crescimento significativo nos anos 2022 e 2023 em função do aprofundamento da cava e consequente crescimento da Relação Estéril-Minério (REM), representada em linha, com escala no eixo vertical secundário. Dada a produção de minério adotada, a vida útil da mina a céu aberto (LOM) é de 4 anos.

A seguir, no Gráfico 4, é possível observar o aumento do custo de lavra e de infraestrutura à medida que o ROM cresce. Assim, o NPV incremental para cada ano diminui ao longo do tempo, isto é: o retorno financeiro de cada cava reduz na medida em que os custos se tornam muito altos. A receita varia em função da produção de ouro.





6.2.2. Lavra subterrânea

No caso da lavra exclusivamente subterrânea, obteve-se um plano de lavra com vida útil de 13 anos, portanto até 2032 considerando início da lavra em 2020. As metragens de desenvolvimento por tipo de abertura subterrânea podem ser vistas no Gráfico 5, onde se observa que no primeiro ano foi desenvolvido um total de 2500 metros. Destes, 924 metros são de rampa. Enquanto nos anos seguintes a metragem se manteve até 2000 metros por ano, sendo destes 500 m de rampa, até o ano 2032, em que as atividades são finalizadas antes do término do ano.

No Gráfico 6 é possível ver que, em 2020, todos os fluxos de caixa exceto o custo de desenvolvimento são menores em relação aos anos seguintes. Isto ocorre pois inicialmente é necessário desenvolver uma maior metragem de acessos primários e secundários de forma a liberar frentes de lavra. Em consequência, a quantidade de minério que pode ser produzida no primeiro ano é menor. Nota-se, também, que entre 2021 e 2031 os custos são praticamente constantes: por volta de \$73 mi por ano; porém a receita oscila entre \$145 mi e \$170 mi devido à flutuação do teor de ouro diluído (este é representado em linha cinza, com escala no eixo vertical secundário). O NPV totaliza em \$662 mi.

Gráfico 5 – Metragem por tipo de galeria (lavra UG)

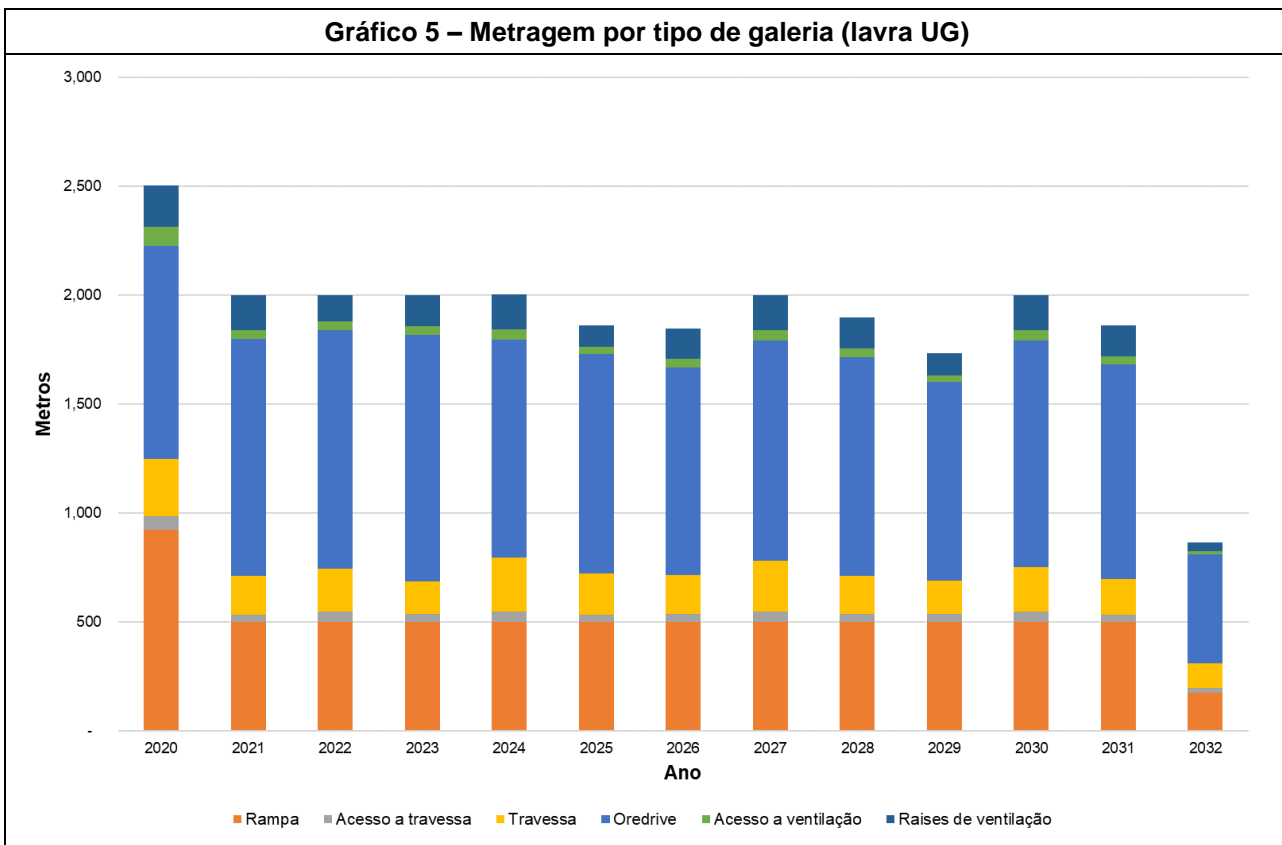
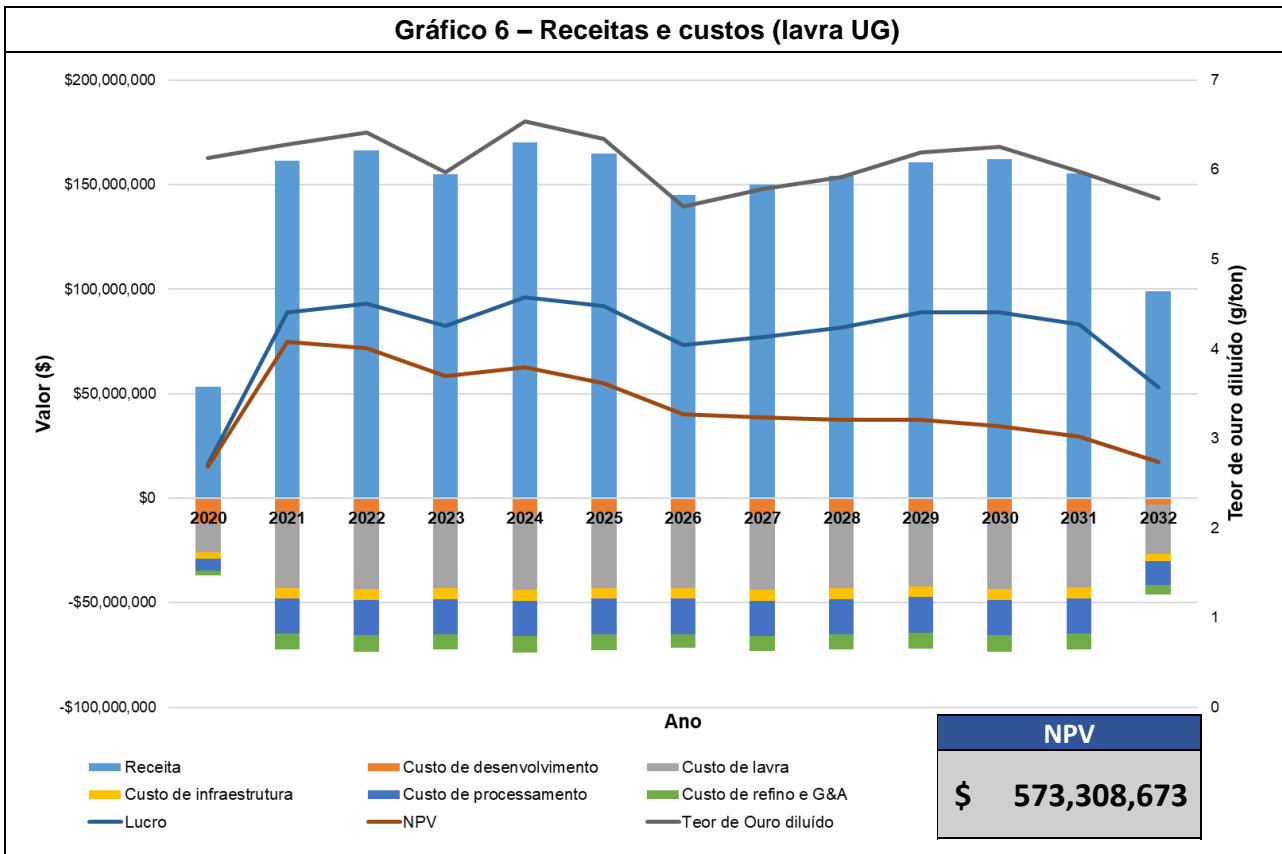


Gráfico 6 – Receitas e custos (lavra UG)

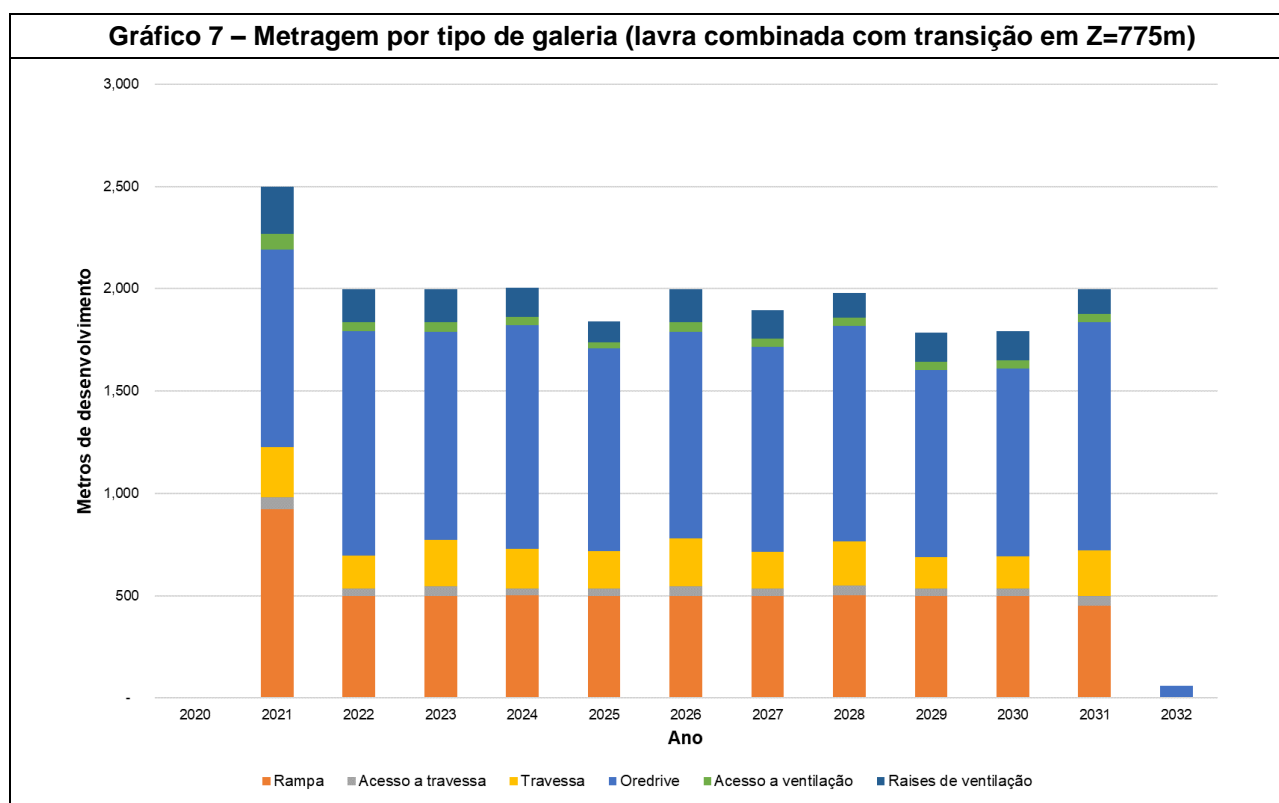


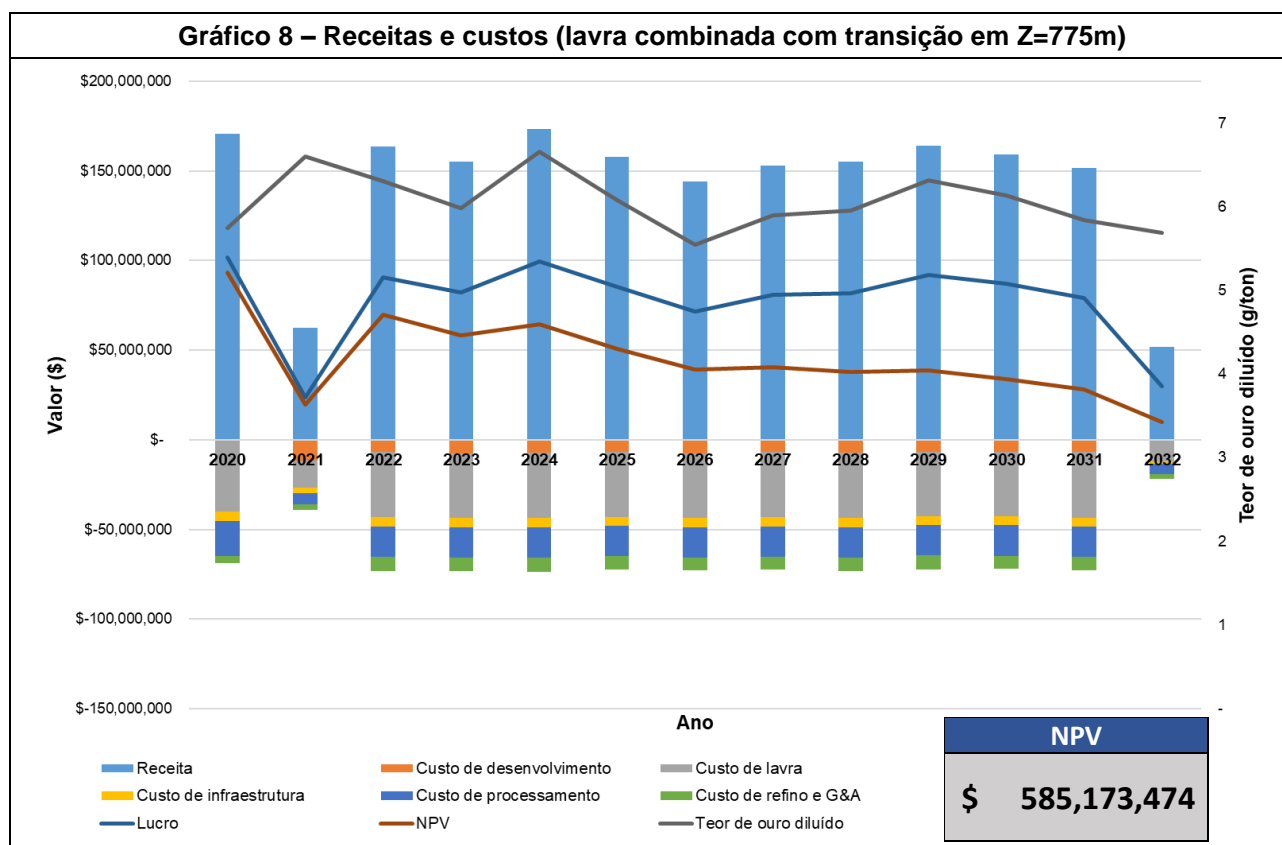
6.2.3. Lavra combinada com transição na cota 775

Nos cenários seguintes será verificado o retorno da lavra combinada entre Céu Aberto e Subterrânea. Em tabelas e gráficos, utilizou-se a cota de fundo da cava como referência para nomenclaturas: neste caso utilizou-se a cava de 2020 como limite da lavra a céu aberto, sendo que esta cava tem a cota de fundo igual a 775m.

No Gráfico 7 pode-se observar que o plano de desenvolvimento dos acessos subterrâneos para o cenário de transição na cota 775 se assemelha ao plano de desenvolvimento para a lavra subterrânea, uma vez que as metas foram mantidas para todos os cenários de transição. A vida útil deste projeto também totaliza em 13 anos, finalizando a lavra em 2032.

Nota-se, a partir do Gráfico 8, que, os custos são mantidos aproximadamente constantes a partir do segundo ano de lavra subterrânea, sendo que o primeiro ano de subsolo possui um custo menor, já que há poucas frentes de lavra liberadas, e, portanto, a produção é menor. Receitas variam de acordo com a oscilação do teor de ouro. Ainda, ao lavar minério no primeiro ano a céu aberto, a receita inicial é muito maior com relação à lavra somente subterrânea: são \$171 mi contra \$53 mi da lavra subterrânea, o que beneficia o NPV, que se resume a \$585 mi.





6.2.4. Lavra combinada com transição na cota 710

Para esta simulação foi utilizada a cava de 2021, que possui o fundo na coordenada 710m, portanto são 2 anos de lavra em superfície e 11 anos de lavra subterrânea. Assim, o desenvolvimento subterrâneo tem início em 2022 e finaliza em 2032, como representado no Gráfico 9.

Novamente é possível ver no Gráfico 10 que os anos de lavra a céu aberto permitem maior faturamento no início do projeto. Nota-se, ainda, que os custos de lavra e infraestrutura a céu aberto aumentaram devido ao maior aprofundamento da cava, bem como custo de refino, devido a um leve aumento na produção de minério. Este aumento na produção provocou, também, um aumento na receita em 2021, conforme pode ser visto no Gráfico 2. Assim como no cenário anterior, a baixa produção de minério no primeiro ano de lavra subterrânea causa uma redução das receitas e dos custos, exceto o custo de desenvolvimento, que é a principal atividade em 2022. O NPV para este cenário é de \$614 mi.

Gráfico 9 – Metragem por tipo de galeria (lavra combinada com transição em Z=710m)

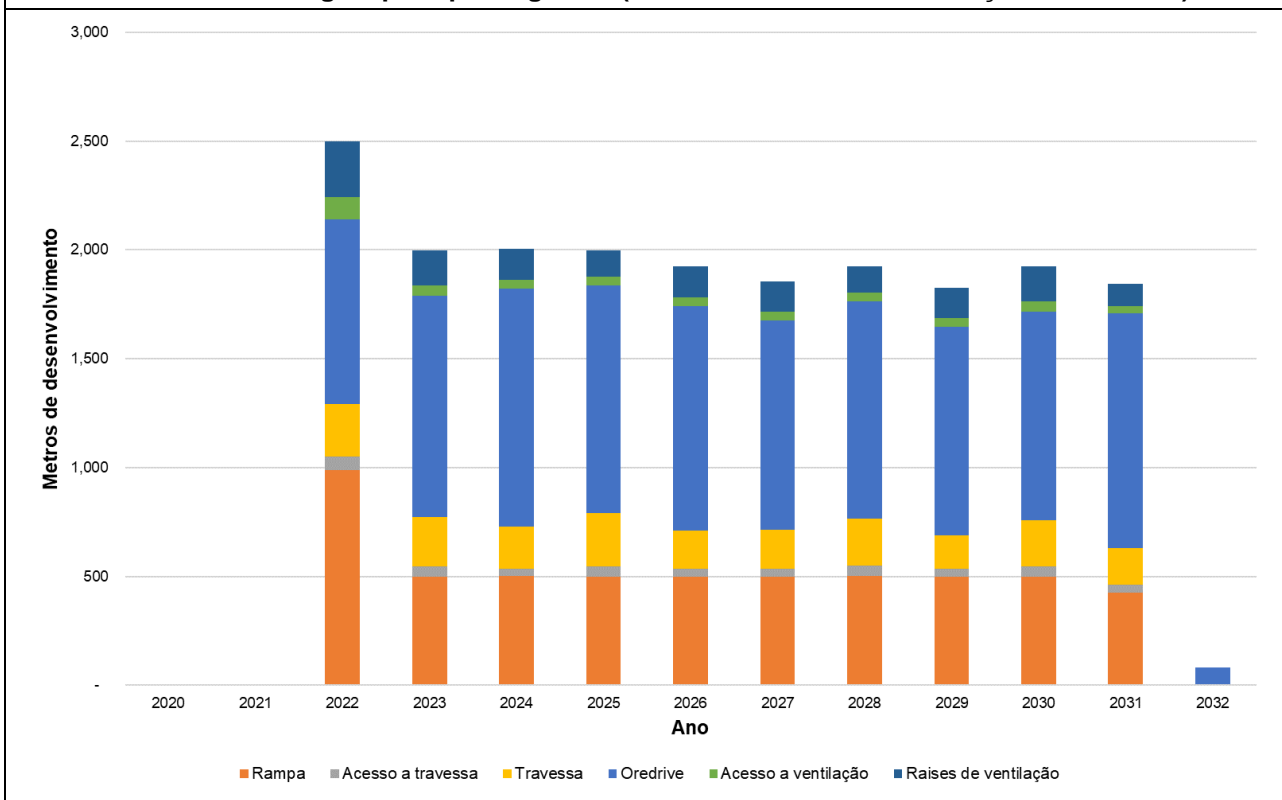
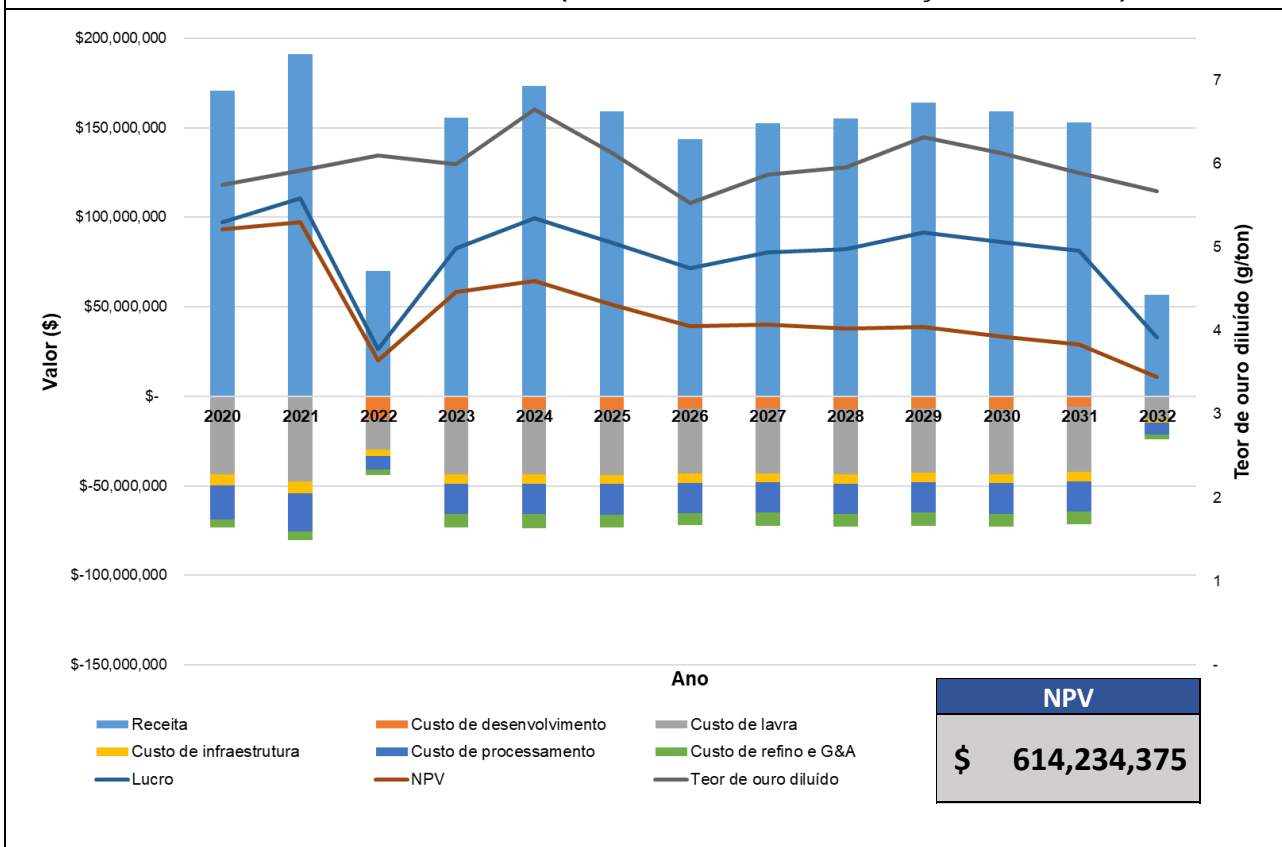


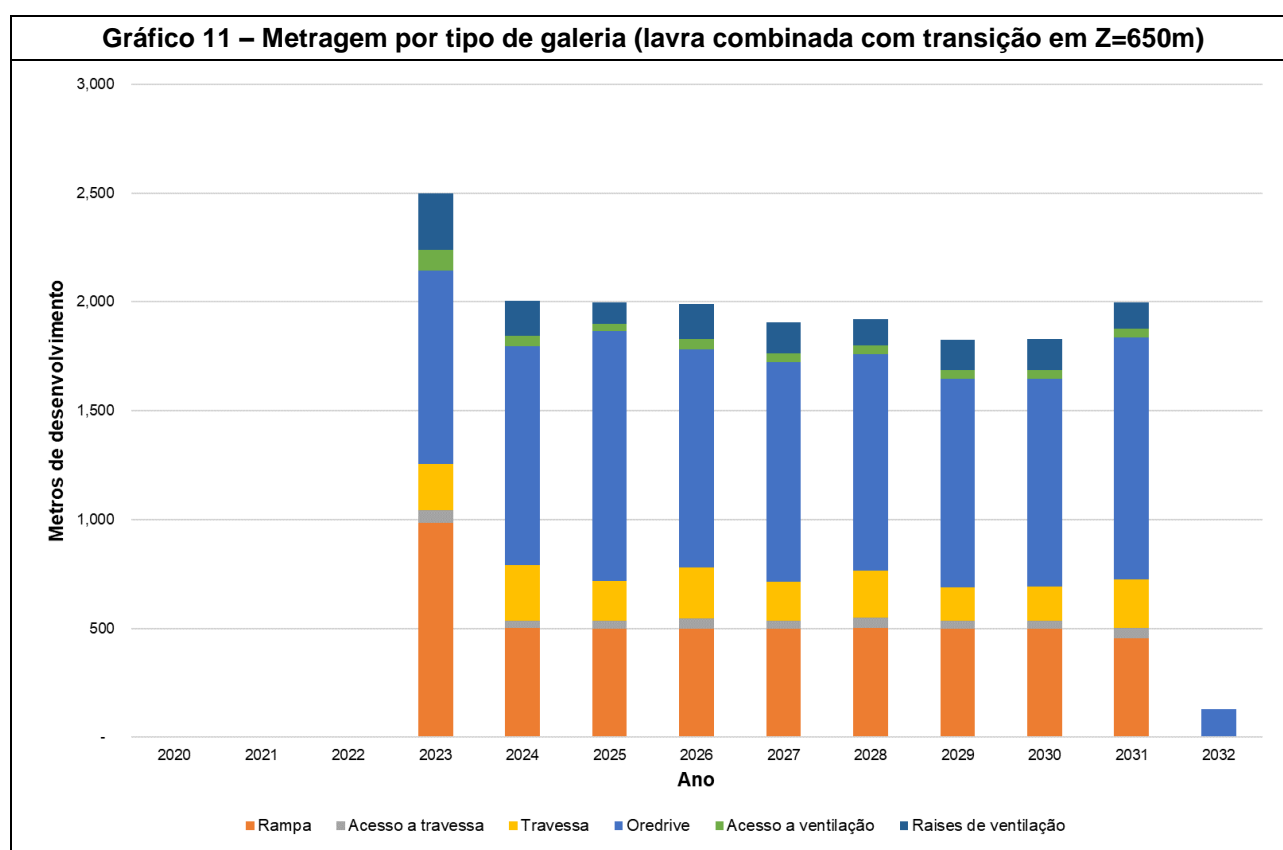
Gráfico 10 – Receitas e custos (lavra combinada com transição em Z=710m)

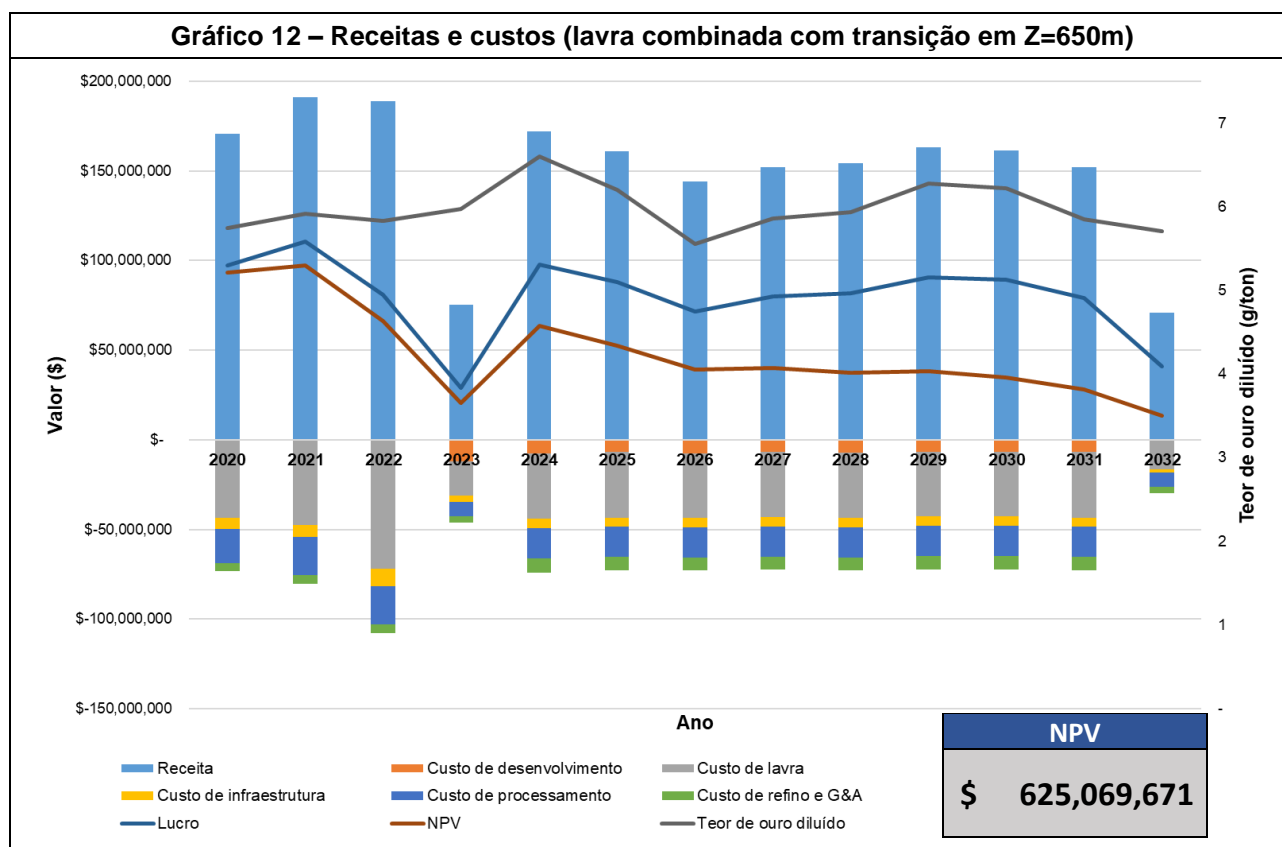


6.2.5. Lavra combinada com transição na cota 650

Para esta alternativa foi utilizada a cava de 2022, que possui o fundo na cota 650m. São, portanto 3 anos de lavra em superfície seguidos de 10 no subsolo. Assim, o desenvolvimento subterrâneo tem início em 2023, e finaliza em 2032, assim como nos cenários anteriores. O plano de desenvolvimento pode ser visto no Gráfico 11.

No Gráfico 12 observa-se que, apesar de a receita do ano de 2022, terceiro ano de lavra a céu aberto, ser aproximadamente equivalente à de 2021, os custos seguem em uma tendência crescente, sendo que, em 2022 os custos totais de lavra a céu aberto (\$103 mi) superam os custos médios totais da lavra subterrânea (\$73 mi). A receita de 2022 é aproximadamente correspondente à de 2021, em torno de \$190 mi. O aprofundamento da cava permanece aumentando o NPV do projeto, que, para este cenário resulta em \$625 mi.





6.2.6. Lavra combinada com cava de Lerchs & Grossmann

Para esta simulação foi utilizada a cava de 2023, que corresponde à cava de Lerchs-Grossmann com fator de preço igual a 100%, denominada cava LG. Para fins de comparação, a cava de Lerchs-Grossmann possui o fundo de cava na cota 570m. São, portanto, 4 anos de lavra a céu aberto, seguidos de 9 anos de lavra no subsolo. Assim, o desenvolvimento subterrâneo tem início em 2024, e finaliza em 2032. O plano de desenvolvimento pode ser visto no Gráfico 13, em que as mesmas metas foram seguidas como para os outros cenários.

No Gráfico 14, observa-se que, a receita do ano de 2023 apresenta uma leve redução em relação à de 2022 devido a uma pequena queda na produção de minério com relação ao ano anterior. Os custos seguem em uma tendência crescente, sendo que, em 2023, os custos de lavra a céu aberto totalizam em \$118 mi, comparado aos custos médios totais da lavra subterrânea, \$73 mi. O NPV para este cenário é de \$602mi, logo, apresenta uma redução com relação ao cenário 9.5, apesar de ainda superar a lavra exclusivamente subterrânea (cenário 9.2), sendo que esta resulta em um valor presente de \$573mi.

Gráfico 13 – Metragem por tipo de galeria (lavra combinada para cava LG)

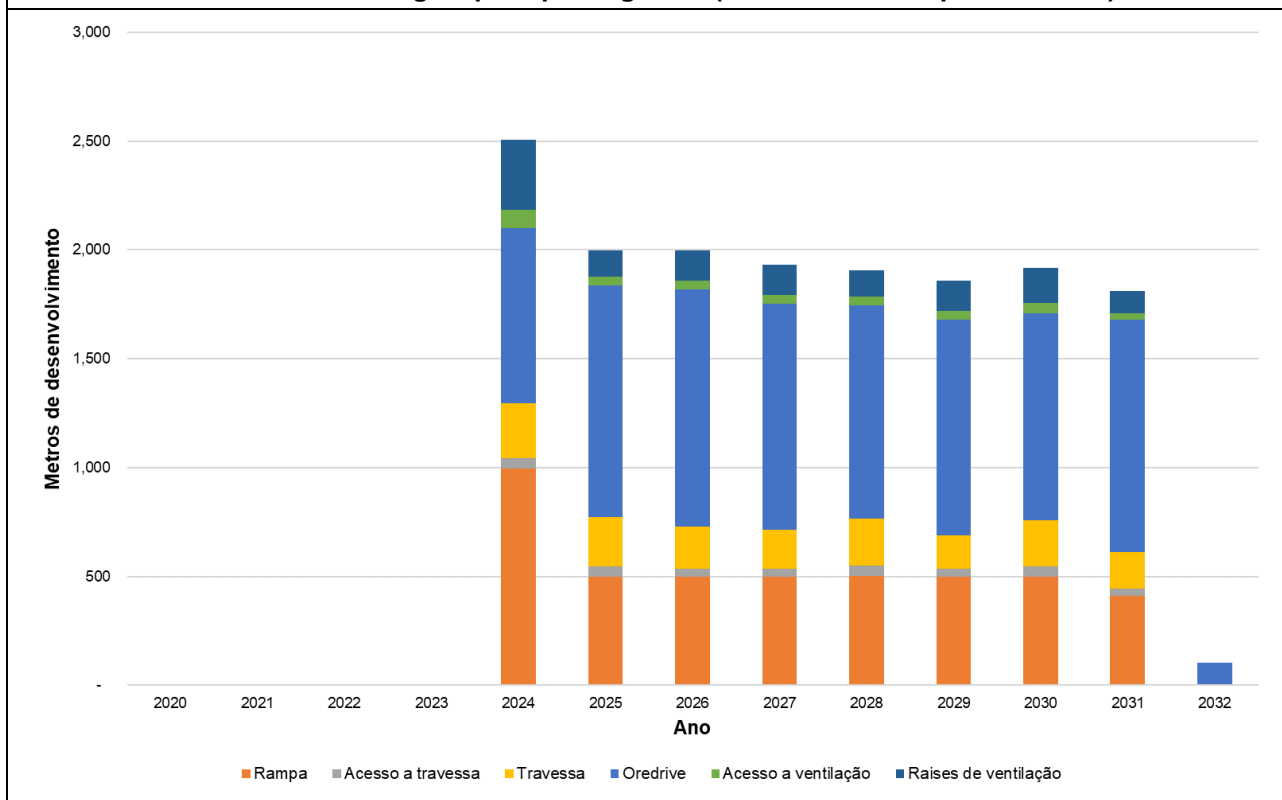
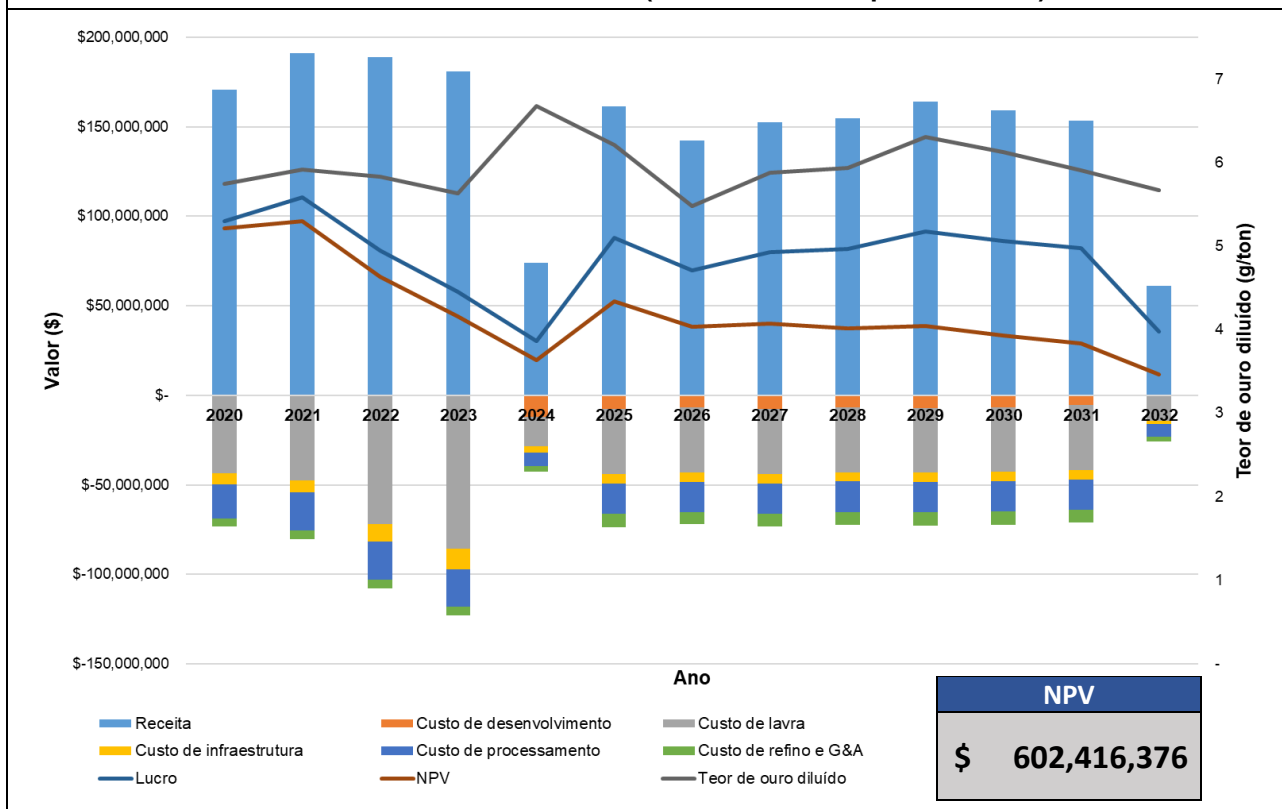


Gráfico 14 – Receitas e custos (lavra combinada para cava LG)

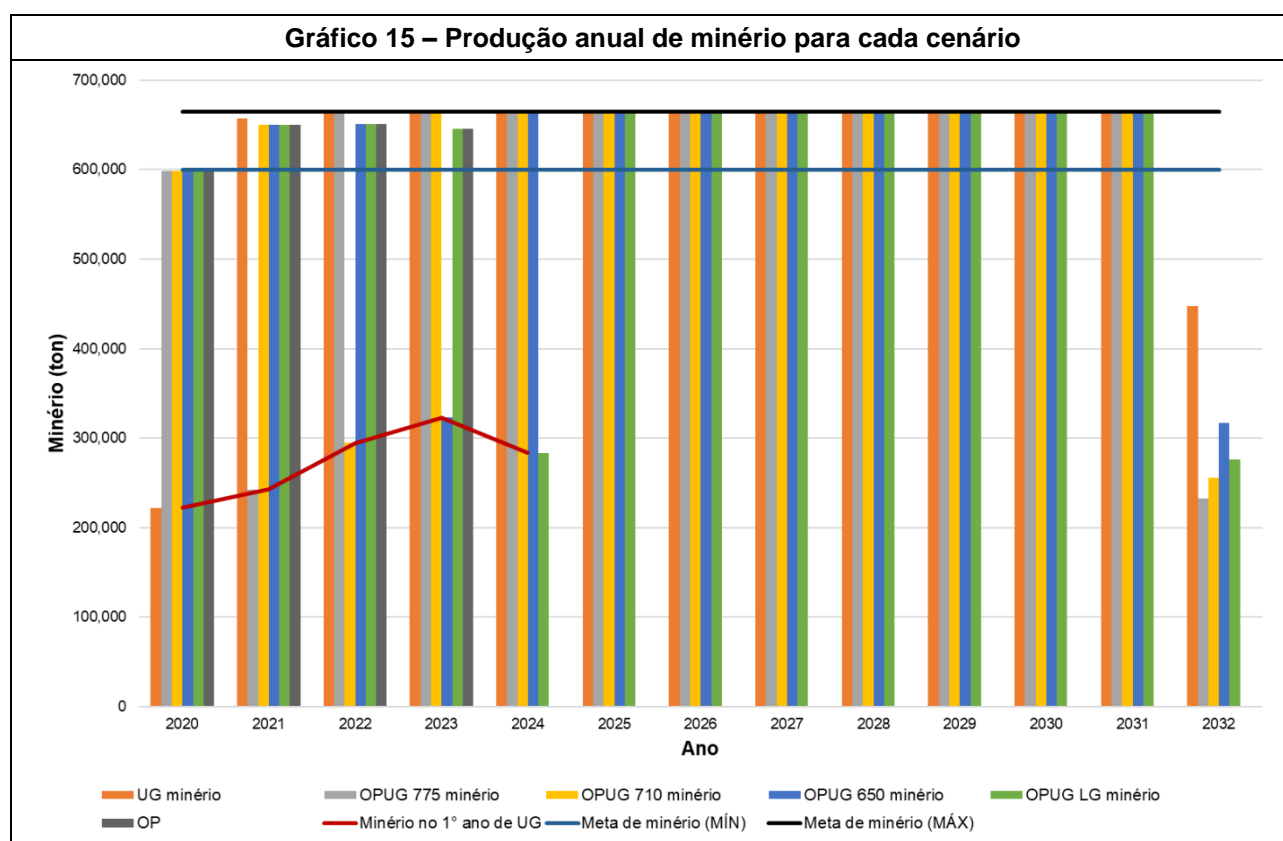


7. ANÁLISE DOS PLANOS DE LAVRA

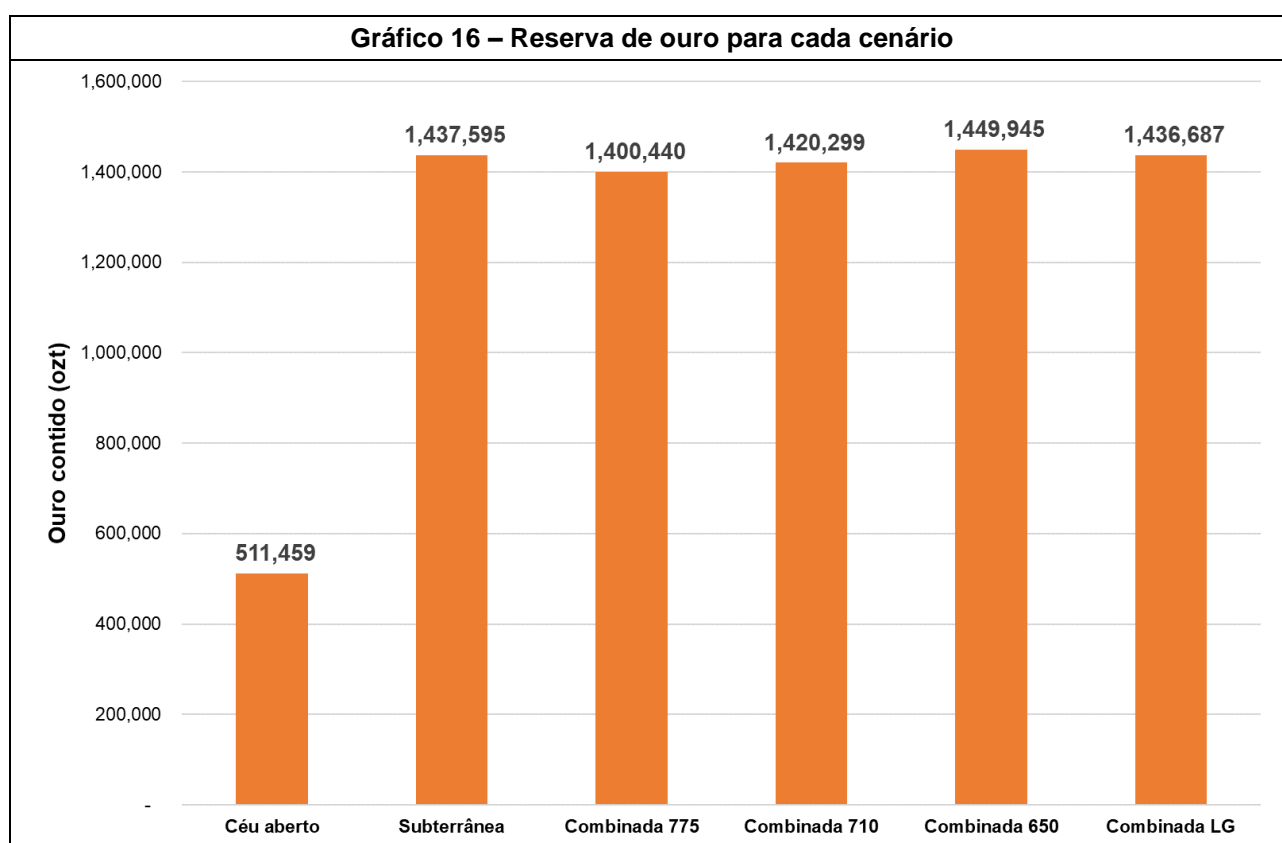
Para auxiliar a tomada de decisão acerca da profundidade de transição podem ser utilizados alguns indicadores chave como produção anual de minério, metal contido, custos do projeto e, principalmente, retorno financeiro em termos de fluxos de caixa descontados (NPV).

No Gráfico 15 pode-se observar, em colunas, a quantidade de minério produzida por ano para cada plano de lavra. Destaque para as metas de mínimas e máximas de produção de minério adotadas (representadas pelas linhas azul e preta). Ainda, chama-se atenção para a quantidade de minério produzida no primeiro ano de lavra subterrânea, que é, para todos os cenários, o ano de menor produção de minério (observa-se, no Gráfico 15, a linha vermelha que destaca a este item).

A produção de minério manteve-se dentro das metas para todos os anos, com exceção do último ano de lavra, em que a produção é finalizada antes do fim do ano. Nos anos de lavra a céu aberta a produção estabilizou em torno de 650.000 ton, após uma produção de 600.000 t no primeiro ano, enquanto nos anos de lavra subterrânea a produção se manteve próxima de 665.000 ton.

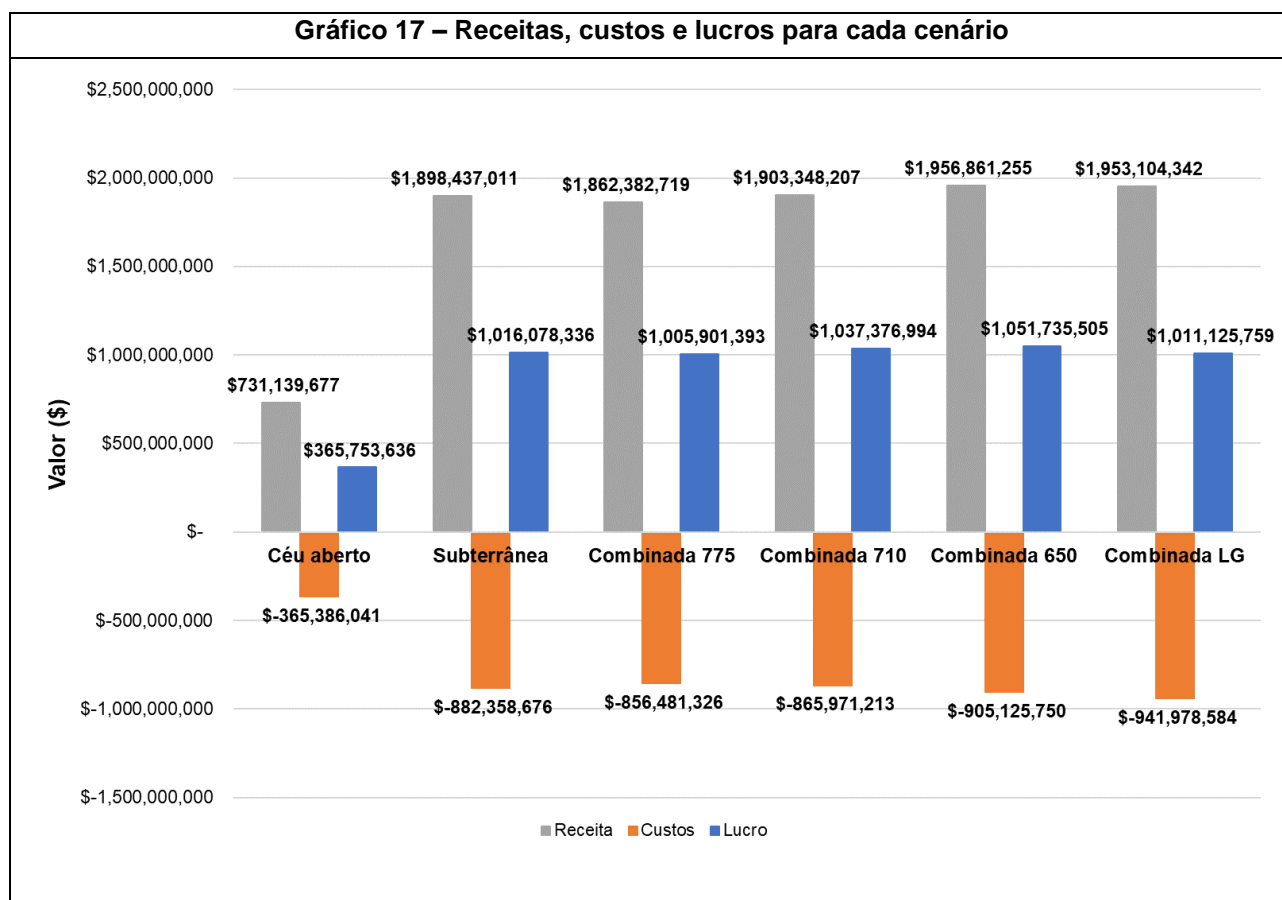


Outro fator importante é a quantidade de metal contido em cada alternativa de projeto. Veja Gráfico 16. A projeto de lavra exclusivamente a céu aberto é o que apresenta menor aproveitamento do recurso mineral, com 511.459 ozt de ouro, enquanto a lavra combinada com transição na cota 650 é a opção que melhor aproveita os recursos, com 1.449.945 ozt de ouro contido, seguido pela lavra exclusivamente subterrânea e pelos cenários de transição nas cotas 570 (cava de Lerchs & Grossmann), 710 e 775.



Como a lavra a céu aberto possui uma duração de 4 anos, comparado com 13 anos dos cenários que consideram a alternativa subterrânea, ela apresenta menores custos e receitas, conforme Gráfico 17.

Analisando os cenários de lavra combinada, as receitas variam entre \$1,860 bi para a transição na cota 775, e \$1,960 bi para a transição na cota 650. A lavra combinada com a cava de Lerchs e Grossmann é o cenário que apresenta os maiores custos (\$942 mi), enquanto o cenário de transição na cota 775 é aquele com menores custos (\$856 mi). Quanto ao lucro a variação é pequena, entre \$1,006 bi para lavra combinada com transição em 775, e \$1,052 para a transição em 650.



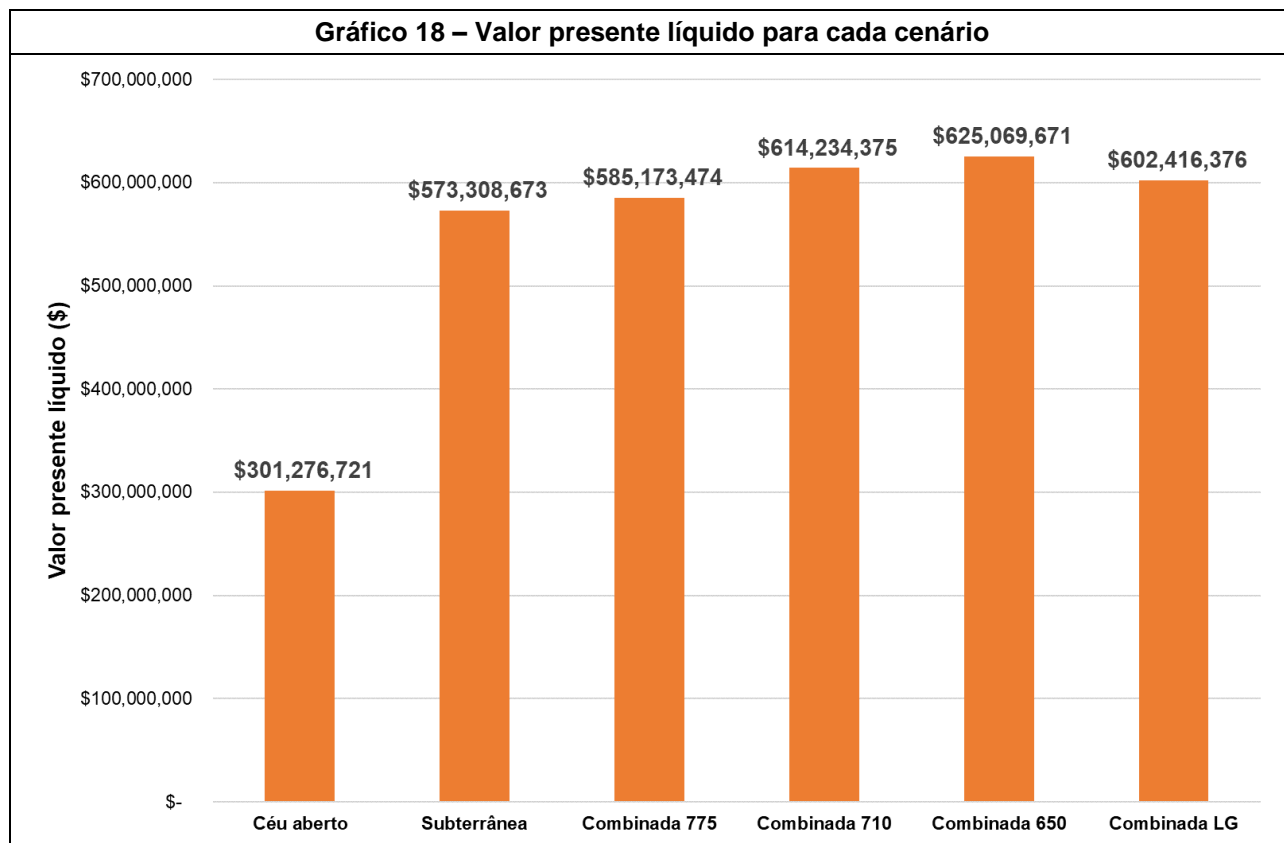
Todos os cenários resultam em um teor diluído de ouro entre 5,9 e 6,3 g/t, conforme Tabela 8. Ao se aumentar o tempo de lavra a céu aberto, o teor diluído tende a cair, uma vez que a diluição considerada para lavra a céu aberto foi maior que a diluição para lavra subterrânea.

Tabela 8 – Teor médio de ouro diluído para cada cenário

Lavra	Teor de ouro <i>in-situ</i>	Teor de ouro diluído
Céu aberto	6.75	5.74
Subterrânea	6.52	6.32
Combinada 775	6.48	6.05
Combinada 710	6.43	6.01
Combinada 650	6.41	5.99
Combinada LG	6.34	5.93

Por fim, como se pode ver no Gráfico 18, após aplicada uma taxa de desconto de 9% aos fluxos de caixa, o cenário de lavra a céu aberto é o que possui menor NPV (\$301mi). A lavra subterrânea resulta em \$573 mi, a lavra combinada utilizando a cava de Lerchs & Grossmann apresenta NPV de \$602mi, enquanto os cenários de transição em 775, 710 e 650 apresentam valor presente crescentes em relação ao anterior. Sendo assim, o maior

retorno financeiro é resultante da lavra combinada com transição na cota 650, que resulta em \$625 milhões.



8. CONCLUSÃO

Dentre os cenários analisados, o ponto de transição que proporciona melhor retorno financeiro, enquanto mantém bom nível de operacionalidade para um planejamento de vida útil de um projeto, é a alternativa de lavra combinada com transição na cota 650m. Esta opção retorna o maior valor presente líquido, aproximadamente \$625.000.000 e a maior reserva, com quase 1.450.000 onças troy de ouro, apesar de possuir o segundo teor diluído mais baixo entre os pontos de transição (5,99 g/t), em função da grande diluição da lavra a céu aberto.

Deve-se ressaltar ainda, o impacto da realização deste estudo, que potencializou o retorno financeiro do projeto que, inicialmente era de \$573 milhões para a lavra exclusivamente subterrânea ou \$301 milhões para a lavra a céu aberto.

Isto não significa necessariamente que o cenário selecionado é o ponto ótimo de transição. De fato, seria necessário avaliar outras profundidades de transição entre os pontos já analisados. Ainda, não foram considerados no projeto os custos de implantação, ou CAPEX. Estes custos poderiam ter grande impacto sobre o ponto de transição ou, até mesmo, inviabilizar a lavra combinada, tornando necessário optar-se por um único método de lavra em função de custos de equipamentos e infraestrutura específicos para o método de lavra.

Ainda, uma vez que o sequenciamento das cavas adianta a lavra de estéril de forma a liberar novas frentes de minério no futuro, o uso de cavas sequenciadas só é ótimo para a lavra combinada quando a superfície final de lavra for definida como a cava ótima de transição. Entretanto, como inicialmente este ponto não é conhecido, faz-se necessária pelo menos mais uma iteração do processo para chegar a uma resposta mais precisa. Nesta iteração, a cava definida como a cava de transição seria utilizada como superfície final de lavra no NPV Scheduler, porém excluindo todas as frentes de estéril que eventualmente poderiam ter sido abertas para liberar minério da cava de Lerchs & Grossmann. A seguir, todos os acessos deveriam ser redesenhados e os sequenciamentos subterrâneo e a céu aberto, revisados. Uma vez finalizada esta segunda iteração, dever-se-ia partir para o passo seguinte, que seria a operacionalização das cavas e o sequenciamento destas, para verificar se, mesmo com a inclusão de acessos e com as limitações impostas por largura de berma, e praça mínima, o cenário escolhido ainda seria viável economicamente.

O problema de transição é um tema bastante diverso e que lida com inúmeras variáveis e, portanto, diversas incertezas. Assim, existe uma grande dificuldade em formular um algoritmo ou uma metodologia capaz de solucionar todos os casos de forma generalizada, e praticável com o estado da arte da tecnologia informática comercial. Apesar de não ser uma resposta definitiva, sequer uma metodologia generalizada para diversos casos, a metodologia apresentada neste trabalho permite a aproximação em relação a tal resposta, e abre caminhos para novos estudos acerca do tema. Ainda, esta abordagem permite o uso apenas de *softwares* comerciais e amplamente disponíveis em universidades, o que torna sua aplicação mais fácil para pesquisadores e profissionais.

REFERÊNCIAS

- ALFORD, C. **Optimization in underground mine design**. 25th APCOM AusIMM, 1995.
- ALFORD, C., BRAZIL, Marcus, LEE, Dong. **Optimisation in Underground Mining**. In: WEINTRAUB, A; ROMERO, C; BJØRNDAL, T; EPSTEIN, R. **Handbook Of Operations Research In Natural Resources. International Series In Operations Research**. vol 99. Springer, Boston, MA, 2007.
- AMARILLO GOLD CORPORATION. **Technical Update on the Posse Gold Project, Brazil, September 2018**. SRK Consulting. 2018.
- ANFIELD GOLD CORP; CHAPLEAU RESOURCES LTD. **Coringa gold project, Brazil – Feasibility Study NI 43-101 Technical Report**. MTB. 2016.
- ASAD, M. W. **Ultimate pit limit – manual procedures and algorithms**. Kalgoorlie. Western Australian School of Mines, 2018.
- ATAEE-POUR, M. **A new heuristic algorithm to optimize stope boundaries**. Proceeding of the 2th Regional APCOM Symposium, 1997.
- AURA MINERALS. **Aura Minerals Announces the Results of the NI 43-101 Feasibility Study for the Restart of Operations at the Aranzazu Mine in Zacatecas, Mexico**. Disponível em: <http://auraminerals.com/aura-minerals-announces-the-results-of-the-ni-43-101-feasibility-study-for-the-restart-of-operations-at-the-aranzazu-mine-in-zacatecas-mexico/>. Acesso em: 24 set. 2019.
- BAKHTAVAR, E. **Transition from Open-Pit to Underground in the Case of Chah-Gaz Iron Ore Combined Mining**. Journal of Mining Science. 49. 955-966, 2013.
- BAKHTAVAR, E; SHAHRIAR, K. **Optimal Ultimate Pit Depth Considering an Underground Alternative**, Proc. 4th AACHEN Int. Mining Symp.-High Performance Mine Production, Aachen, 2007.
- BAKHTAVAR, E; SHAHRIAR, K; ORAEE, K. **A Model for Determining Optimal Transition Depth over from Open-Pit to Underground Mining**. Proc. 5th Int. Conf. Mass Mining, Luleå, pp. 393–400, 2008a.

BAKHTAVAR, E; SHAHRIAR, K; ORAEE, K. **An approach towards ascertaining open-pit to underground transition depth.** Journal of Applied Sciences, vol. 8, no. 23, pp. 4445–4449, 2008b.

BAKHTAVAR, E; SHAHRIAR, K; ORAEE, K. **A study on the optimization algorithms for determining open-pit and underground mining limits.** VII-th International Scientific Conference SGEM. Sofia, 2007.

BAKHTAVAR, E; SHAHRIAR, K; ORAEE, K. **Transition from Open-Pit to Underground as a New Optimization Challenge in Mining Engineering.** Journal of Mining Science, vol. 45, no. 5, pp. 87–96, 2009.

CAMUS, J. P. **Open Pit Optimisation Considering an Underground Alternative.** In: 23rd International Symposium 1992 - Application of Computers and Operations Research pp. 435-441, 1992.

CARLI, C. **Análise de projetos limite: lavra a céu aberto vs lavra subterrânea.** 2013.

CARTER, T. G. **An Update on the Scaled Span Concept for Dimensioning Surface Crown Pillars for New or Abandoned Mine Workings** In: Pacific Rocks 2000: Rock Around the Rim (Proceedings of the 4th North American Rock Mechanics Symposium, Seattle, July-August 2000), pp. 465-472. J. Girard et al., Eds. Rotterdam. Balkema. 2000.

CHUNG, J; TOPAL, E; ERTEN, O. **Transition from open-pit to underground –using Mixed Integer Programming considering grade uncertainty.** 17th annual conference of the International Association for Mathematical Geosciences. Freiburg, 2015.

DAGDELEN, K; Traore, I. **Open Pit Transition Depth Determination Through Global Analysis of Open Pit and Underground Mine Production Scheduling.** In: DIMITRAKOPOULOS, Roussos. **Advances in Applied Strategic Mine Planning.** Springer, Cham, 2018.

DIMITRAKOPOULOS, R; FARRELLY, C; GODOY, M. **Moving Forward from Traditional Optimization: Grade Uncertainty and Risk Effects in Open-Pit Design.** Mining Technology 111, 82-88, 2002.

DIMITRAKOPOULOS, R; MACNEIL, J. **Stochastic optimization formulation for determining open pit to underground mining transition depth.** 2007.

ERDOGAN, G; CIGLA, M; TOPAL, E; YAVUZ, M. **Implementation and comparison of four stope boundary optimization algorithms in an existing underground mine.** International Journal of Mining, Reclamation and Environment, v.31, n.6, p.389-403, 2017.

FUENTES, S.; CACERES, J. **Block/panel caving pressing final open pit limit.** CIM Bull 97:33–34, 2004.

GREAT PANTHER SILVER LTD. **Technical report – Mineral Resource and Reserve Update for the Tucano Gold Mine.** AMC Consultants, 2016.

HUSTRULID, W; KUCHTA, M. **Open Pit Mine Planning and Design.** 3ed. Salt Lake City: CRC Press, 2013.

INDEX MUNDI. **Preço do ouro.** Disponível em: www.indexmundi.com. Acesso em: 7 out. 2019.

JAGUAR MINING INC. **Technical report on the Roça Grande and Pilar operations, Minas Gerais state, Brazil - Technical Report NI 43-101.** RPA Inc. 2016.

KIM, Y. C. **Ultimate pit design methodologies using computer models-the state of the art.** Mining Engineering, Colorado, pp. 133-137, 1978.

KJETLAND, R. **Chuquicamata's life underground will cost a fortune, but is likely to pay off for Codelco.** Disponível em: <http://copperinvestingnews.com/12788-chuquicamata-underground-mining-codelco-chile-open-pit.html>. Acesso em: 16 out. 2019.

KUMAR et al. **International Journal Mining Science Technology**, v.27, p. 955-964, 2017.

LERCHS, H; GROSSMANN, I. **Optimum Design of Open Pit Mines.** In: Canadian Institute of Mining Bulletin, 58, pp. 17-24, 1965.

McGOWAN, D. **Designing underground access – Shaft vs Decline.** Kalgoorlie. Western Australian School of Mines, 2018.

MESQUITA, J; LÚCIO, C. **Utilização crítica do algoritmo de Lerchs Grossmann para determinação de cava final.** Belo Horizonte: 8º Congresso Brasileiro de Mina A Céu Aberto, 2014.

NILSSON, D. **Optimal final pit depth: Once again.** International Journal of Mining Engineering, 1997.

SEPÚLVEDA, M. G. **Planificacion y Explotacion Del Rajo Santa Bárbara sobre cámaras subterráneas.** X Simposium de Ingeniería en Minas. Universidad de Santiago de Chile. 2006.

SERABI GOLD PLC. **NI 43-101 Technical Report Palito Mining Complex Brazil.** SRK Consulting. 2018.

SILVA, J. M. **Estabilidade de Escavações subterrâneas.** MIN225. DEMIN/EM/UFOP, 2019a.

SILVA, J. M. **Projeto de Lavra de Mina Subterrânea.** MIN 745. PPGEM. UFOP, 2015.

SILVA, J. M. **Sequenciamento de Lavra- Riscos, Incertezas e Teor de Corte no Projeto de Lavra Subterrânea.** MIN745. PPGEM/EM/UFOP, 2019b.

SONG, Z.; SCHUNNESSON, H.; RINNE, M.; STURGUL, J. **Intelligent scheduling for underground mobile mining equipment.** PloS One, 2015.

TOPAL, E. **Early Start and Late Start Algorithms to Improve the Solution Time for Long-Term Underground Mine Production Scheduling.** Journal of the South African Institute of Mining & Metallurgy 108 (2), 99-107, 2008.

WHITTLE, D; BRAZIL, M; GROSSMAN, P; RUBINSTEIN, H; THOMAS, D. **Determining the open pit to underground transition: A new method.** 2015.

WHITTLE, J. **Allowing for underground mining. in Four-D Four Dimensional Open Pit Optimization Package.** Melbourne. Whittle Programming Pty Ltd. pp. pp 65-67, 1990.