

# PLANEJAMENTO DE LAVRA POR SEQUENCIAMENTO DIRETO DE BLOCOS COM E SEM A ADIÇÃO DE VARIÁVEIS GEOMETALÚRGICAS

Sílvia de Castro Martins,  
[silviaengminas@yahoo.com.br](mailto:silviaengminas@yahoo.com.br)

Jônatas Franco Campos da Mata,  
Douglas Batista Mazzinghy

Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas (PPGEM),  
Laboratório de Geometalurgia e Simulação de Processos,  
Universidade Federal de Minas Gerais (UFMG).

## RESUMO

O planejamento de lavra em minas a céu aberto é normalmente executado utilizando o algoritmo de Lerchs & Grossmann (LG). Esse algoritmo não considera a desvalorização do dinheiro no tempo, sendo o depósito lavrado em uma data zero. Uma alternativa seria a utilização do sequenciamento direto de blocos (SDB), que considera uma taxa de desconto para cada bloco durante a otimização. O presente trabalho utilizou o SDB implementado no *Software MiningMath* para comparar dois cenários. No primeiro utilizou-se recuperações metálicas, custos e horas de processo constantes para todos os blocos. No segundo houve a inserção de variáveis geometalúrgicas com valores de recuperação, custos e horas de processo para cada bloco. Como resultados, obteve-se no cenário 1 um Valor Presente Líquido Anualizado (VPLA) de 658.44 M\$ e 14 anos de vida da mina. No cenário 2, VPLA de 651.32 M\$ com mina de 15 anos.

Palavras chaves: Sequenciamento direto de blocos, variáveis geometalúrgicas, *MiningMath*.

## ABSTRACT

Mine planning in open pit mines is usually carried out using the Lerchs & Grossmann algorithm (LG). This algorithm does not consider the devaluation of money over time, the deposit being mined a zero date. An alternative would be to use direct block scheduling (DBS), which considers a discount rate for each block during optimization. The present work used the DBS implemented in the *MiningMath* Software to compare two scenarios. In the first, metallic recoveries, costs and process hours were used constant for all blocks. In the second, geometallurgical variables were inserted with recovery values, costs and hours of process for each block. As a result, Annualized Net Present Value (ANPV) of 653.88 M \$ and LOM of 14 years was obtained in the scenario 1. In scenario 2, ANPV of 609.07 M \$ with LOM of 15 years.

**Keywords:** block direct scheduling, geometallurgical variables, *MiningMath*.

## INTRODUÇÃO

A geometalurgia é uma técnica econômica relativamente nova que combina informações geológicas e mineralógicas ao processamento mineral, sendo capaz de prever a resposta metalúrgica de diferentes litologias do minério. Dessa forma, a geometalurgia consegue otimizar o planejamento de lavra, aumentando o valor presente líquido de uma jazida mineral e ainda reduzindo os riscos inerentes ao projeto de mineração [1].

Uma vez que a geometalurgia tem a função de caracterizar a variabilidade do minério, sua aplicação principal está em depósitos minerais com alta variabilidade, assim como em depósitos que ocorrem próximos uns dos outros e que serão processados em conjunto [2]. Os principais resultados obtidos num projeto de geometalurgia incluem:

- Relação entre geologia, mineralogia e desempenho metalúrgico,
- Capacidade de processamento de cada variação do minério,
- Dimensionamento otimizado dos equipamentos da planta,
- Modelamento do desempenho da planta podendo prever recuperação, teor,  $P_{80}$ , entre outros,
- Possibilidade de prever a produção na usina,
- Capacidade de relacionar a etapa de planejamento de lavra com o desempenho esperado na planta a fim de refinar o teor de corte e otimizar a produção da mina.

Apesar das vantagens associadas ao uso da geometalurgia, ela ainda é uma metodologia pouco utilizada nos empreendimentos minerários, uma vez que aumenta a complexidade do planejamento de lavra.

### Modelo de blocos

O modelo de blocos é uma das possíveis representações do sólido geológico e consiste em dividir o corpo de minério em blocos. O domínio abrange um bloco que comporte todo o depósito mineral. Esse bloco pode ser dividido em outros blocos menores, normalmente de tamanhos regulares. A figura 1 mostra o modelo de blocos do banco de dados hipotético Marvin gerado no *software* Geoscience ANALYST.

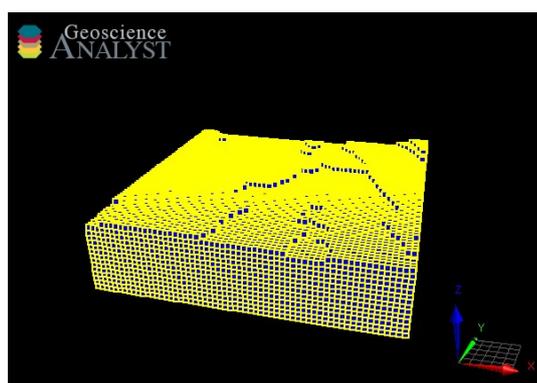


Figura 1: Representação do modelo de blocos Marvin.

As informações provenientes de furos de sondagens, como teor, densidade e tipo litológico são colocadas nos blocos que possuem a mesma localização espacial do furo de sondagem. Os blocos que possuem posição distinta de um furo de sondagem podem receber as informações através de técnicas de interpolação, como krigagem, inverso da distância elevado a uma potência, ou pelo método dos polígonos. Com as informações de cada bloco pode-se calcular o valor econômico de cada bloco (VEB), que envolve a receita gerada pela venda do bloco excluído os custos diretos para extração [3]. Pelo modelo de

blocos tradicional, a decisão de lavra de um bloco fica restrita a encontrar uma cava ótima em que se tenha o valor máximo gerado pela extração dos blocos, para isso, assume-se uma capacidade constante da planta de processamento, assim como uma determinada recuperação e qualidade do produto [4].

Já na abordagem geometalúrgica, informações pertinentes podem ser adicionadas ao modelo de bloco, como por exemplo,  $W_i$  de Bond, liberação,  $P_{80}$ , recuperação provável, etc. Apesar de tornar o modelo de blocos mais complexo, as informações adicionais fornecem estimativas mais acuradas relativas à recuperação esperada do processo de concentração. Com isso, pode-se prever, com mais segurança, a capacidade de produção de concentrado relativa a cada bloco [4]. A figura 2 [3] apresenta um modelo de bloco com informações como teor,  $W_i$  de Bond, granulometria ( $P_{80}$ ), liberação, *SAG Power Index* (SPI).

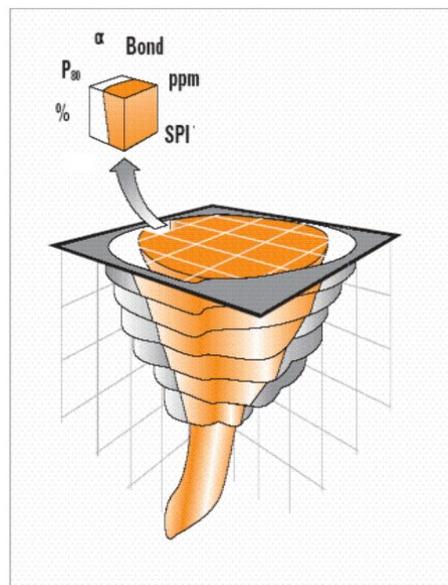


Figura 2: Modelo de blocos com informações de teor, liberação, granulometria, moagem ( $W_i$  de Bond e SPI) [3].

### Sequenciamento direto de blocos (SDB)

A abordagem tradicional do planejamento de lavra envolve a definição da cava final, seguido da divisão da cava final em fases (*pushbacks*) e, por fim, o sequenciamento da lavra levando em consideração as capacidades de lavra, processo e mercado. No entanto, essa sequência de etapas bem executadas não garante um resultado final com valor econômico ótimo[5]. Uns dos algoritmos mais utilizados para otimização de cava a céu aberto é o de de Lerchs & Grossmann (LG). Nesse algoritmo é aplicada uma taxa de desconto de 0% para todos os blocos, considerando que são lavrados no momento da abertura da mina, o que não é verdade, fazendo com que esse método seja defasado nesse quesito [6].

Utilizando o SDB é possível solucionar esse problema, já que ele permite a aplicação da taxa de desconto na geração dos planos de produção, além de incorporar as incertezas geológicas aos resultados em um único processo, permitindo que modelos simulados possam ser utilizados na geração dos planos de produção. Além disso, nessa metodologia os blocos não possuem destinos pré-definidos como na abordagem clássica e o sistema é capaz de definir quais os blocos serão lavrados, quando serão lavrados e qual será o destino de cada bloco. A figura 3 [7] apresenta uma comparação entre a metodologia tradicional, empregando LG, e a metodologia do SDB.



Figura 3: Comparação entre o planejamento de lavra empregando-se LG e SDB [7].

O *software* MiningMath® conta com uma nova tecnologia para o SDB, buscando otimizar a lavra e maximizar o valor presente líquido (VPL) do projeto. É um *software* de otimização de cava baseado em técnicas de programação linear inteira mista (PLIM) e heurísticas proprietárias. Com isso, o software é capaz de converter soluções contínuas em inteiras e não lineares [8].

Ao contrário do que acontece nos softwares baseados em heurísticas, o MiningMath não realiza a otimização a partir da precedência de blocos, mas sim com base nas superfícies. Dessa forma é capaz de fornecer resultados mais fidedignos para o problema proposto se comparado a otimização baseada em precedência de blocos, que tende a ser mais otimista que a realidade [8].

Além disso, é possível inserir na otimização diferentes variáveis geométricas como superfícies de restrição, largura de lavra, profundidade de fundo de cava, entre outros, além de fazer restrições como horas trabalhadas, capacidade de produção, média dos teores, etc [8]

Ao contrário do que pode acontecer em algoritmos puros PLIM, que podem levar horas ou dias para perceber que o problema é inviável, o MiningMath sempre entrega uma solução para o problema proposto. Porém, nem sempre é possível obter uma solução que atenda a todas as restrições impostas pelo usuário [8]. Caso isso aconteça, o software tentará encontrar uma solução a partir de outros modelos matemáticos, no entanto, se isso não for possível, irá acontecer a flexibilização das restrições, segundo uma ordem de hierarquia, conforme figura 4 [8].

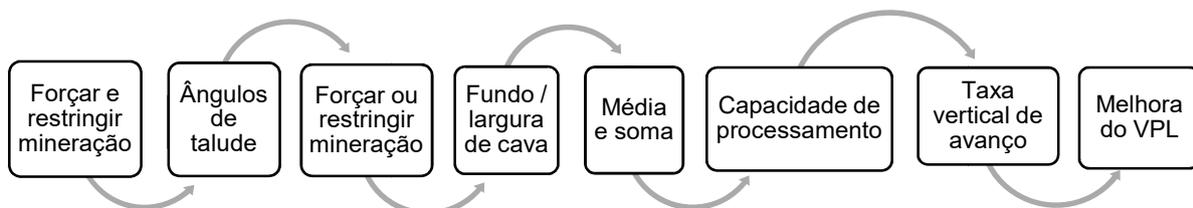


Figura 4: Fluxograma da hierarquia das restrições da maior para a menor [8].

Dados apresentados por Leite [9] mostram resultados satisfatórios se comparados dois Softwares diferentes utilizando os mesmos dados nas duas metodologias. O estudo aponta que SDB é mais vantajoso perante LG, quanto a melhores VPL e recuperação de

investimentos em menor tempo. A partir da utilização do Software de SDB é possível apresentar resultados de produção de estéril e minério de cada período, receitas anuais, VPL, custos de lavra e de processamento mineral, possibilitando melhor análise de vantagens e desvantagens das formas de abordagem em estudo [10].

Um dos desafios relacionados aos algoritmos que empregam o SDB é o de fornecer planos de lavra mais próximos da realidade da mina (otimização operacional). Devido a sua característica de otimização do VPL, o software tende a lavar os blocos mais lucrativos da mina no menor período de tempo. Com isso, tende a gerar cavas pouco operacionais, com blocos muito espalhados nas cavas geradas ano a ano, o que requer ajustes posteriores da equipe de produção [11].

O presente trabalho utilizou o SDB para comparar a viabilidade econômica de dois cenários no depósito Marvin. No primeiro cenário utilizou-se custos de processo e de mina fixos e não houve a adição de variáveis geometalúrgicas. No segundo, inseriu-se as variáveis geometalúrgicas de recuperação metálica e energia específica ao modelo de blocos, assim como os custos de processamento e de mina foram variáveis para cada bloco.

## METODOLOGIA

### Banco de dados

O banco de dados Marvin foi utilizado para simular o sequenciamento direto de blocos no *software* MiningMath. Este banco de dados foi exportado do próprio *software* e, originalmente, contém informações sobre posição, tamanho, densidade, teor e ângulos de talude dos blocos de uma mina hipotética de cobre e ouro, sendo que cada bloco possui dimensões de 30 x 30 x 30 m. A fim de tornar o banco de dados mais verossímil, estipulou-se que a densidade de cada bloco seguiria o padrão apresentado por Dias [12] mostrado na tabela 1.

Tabela 1: Densidades médias aplicadas aos blocos com base no teor de cobre.

Intervalo de teor de % Cu	Densidade média (g/cm <sup>3</sup> )
0,001 <= %Cu < 0,20	2,85
0,20 <= %Cu < 0,30	2,95
0,30 <= %Cu < 0,45	2,98
0,45 <= %Cu < 1,00	3,01
1,00 <= %Cu < 2,00	3,09
%Cu >= 2,00	3,23

O modelo de blocos Marvin possui três litologias distintas e para cada litologia foi definida uma faixa de variação de energia específica conforme tabela 2. A distribuição da energia específica é mostrada na figura 5 e a figura 6 apresenta as litologias no modelo de blocos.

Tabela 2: Variação da energia específica para cada litologia

Litologia	Energia específica média (kWh/t)
A	10,42
B	12,00
C	13,42

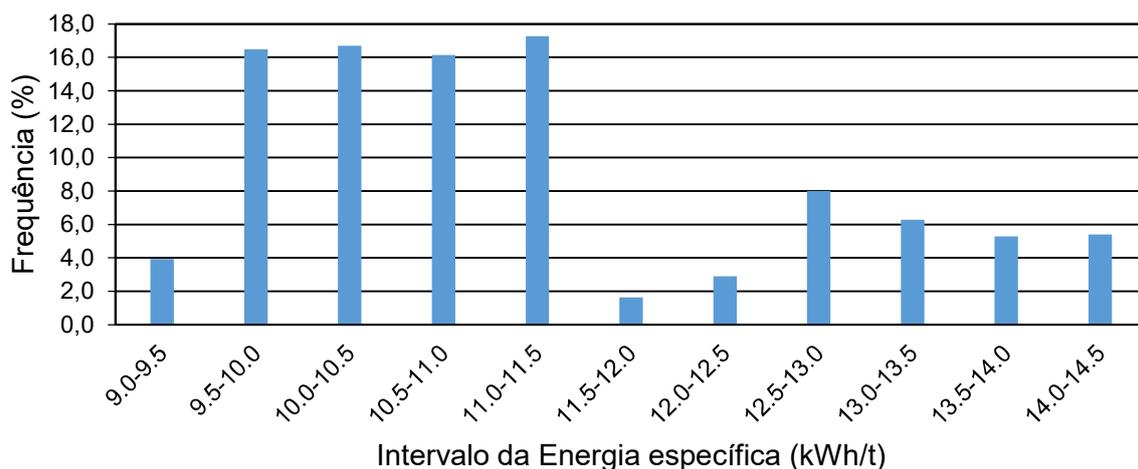


Figura 5: Distribuição da energia específica dos blocos mineralizados utilizada no Modelo Marvin.

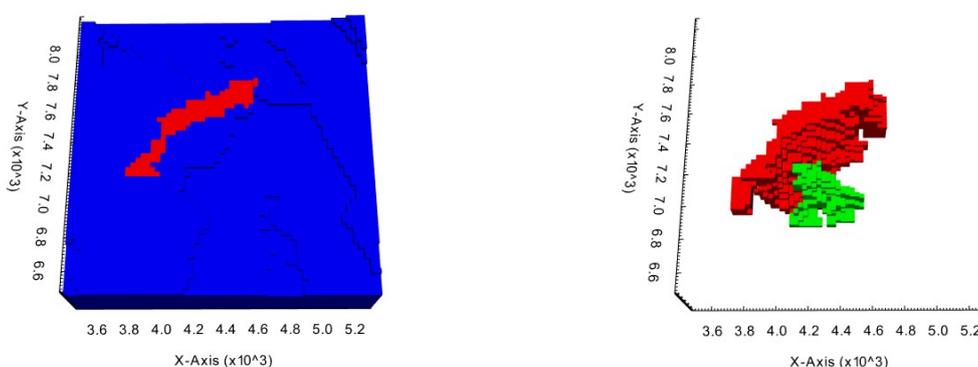


Figura 6: Litologias do Modelo Marvin. Em azul litologia A, em verde litologia B e em vermelho litologia C.

### Cenários analisados

Dois cenários foram analisados no *software* MiningMath. No primeiro cenário, utilizou-se a abordagem tradicional do planejamento de lavra, com valores de recuperação metálica, tempo de processamento e custos de processamento e de mina iguais para todos os blocos.

No entanto, sabe-se que a recuperação metálica é função do teor de elemento útil, sendo que maiores teores proporcionam maiores recuperações. Já o tempo gasto na cominuição do bloco é dependente da competência do minério. Quanto mais resistente for o bloco, maior será o consumo energético na etapa de cominuição e maior será o tempo de processamento necessário para se atingir o  $P_{80}$  desejado. Além disso, sendo o minério mais resistente, maior será o gasto para cominuí-lo.

Já o custo de mina relativo ao transporte é dependente da localização do bloco na mina.

Dessa forma, no segundo cenário, inseriu-se recuperações metalúrgicas variáveis em função dos teores e da litologia de cada bloco, custos de mina variável em função da distância entre bloco - usina e bloco - pilha de estéril, assim como custos e horas de processamento variáveis para cada bloco em função da energia específica gasta na cominuição.

Como o modelo Marvin não apresenta informações pertinentes aos gastos, recuperações metálicas e informações de usina, inferiu-se uma série de dados a fim de tornar a pesquisa possível. Determinou-se que os custos de processamento e potência instalada da usina foram compatíveis com um circuito SABC (cominuição por moinho SAG, com britagem e reciclo de seixos, seguida de moinho de bolas) e o processo de concentração feito por flotação.

As recuperações metalúrgicas de cobre e de ouro empregadas no cenário 2 foram calculadas a partir das equações hipotéticas de 1 a 6 listadas na tabela 3, que são dependentes da litologia e do teor de cobre e de ouro, respectivamente.

Tabela 3: Recuperações de cobre e de ouro para cada litologia

Litologia	Recuperação Cu (%)		Recuperação Au (%)	
1	$5.0 \ln(g_{Cu}) + 85$	Eq. 1	$5.0 \ln(g_{Au}) + 66$	Eq. 2
2	$4.0 \ln(g_{Cu}) + 85$	Eq. 3	$4.0 \ln(g_{Au}) + 66$	Eq. 4
3	$3.0 \ln(g_{Cu}) + 85$	Eq. 5	$3.0 \ln(g_{Au}) + 66$	Eq. 6

Em que,

$g_{Cu}$  e  $g_{Au}$ : teores de cobre (%) e ouro (g/t), respectivamente;  $R_{Cu}$  e  $R_{Au}$ : recuperações metalúrgicas de cobre e ouro, respectivamente.

As equações de 1 a 6 foram aplicadas nos blocos mineralizados. Nos blocos sem mineralização foi considerado recuperação de 0%. As figuras 7 e 8 apresentam os gráficos mostrando a variação das recuperações metalúrgicas de cobre e de ouro em função dos teores de metal. Sendo que a recuperação máxima de cobre no modelo Marvin foi de 86,9% e a de ouro de 67,7%.

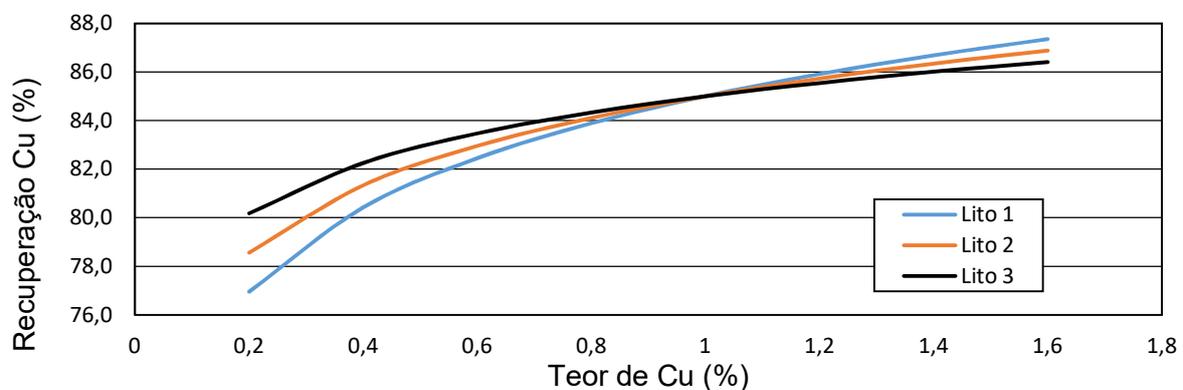


Figura 7: Recuperação metalúrgica de cobre em função do teor.

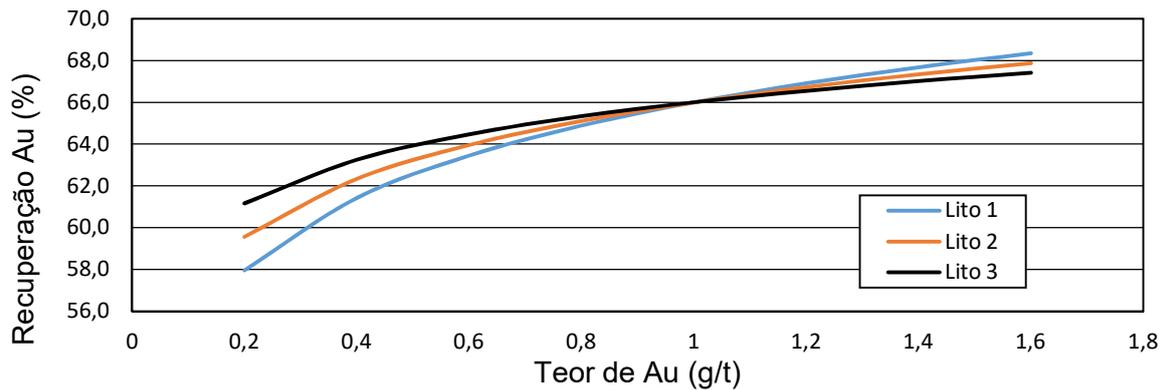


Figura 8: Recuperação metalúrgica de ouro em função do teor.

O tempo de processamento ( $P_h$ ) de cada bloco utilizado no cenário 2 foi calculado a partir da energia específica gasta na cominuição do bloco ( $ES_B$ ), conforme é mostrado na equação 7. Para o cálculo, considerou-se que a potência instalada na usina ( $P$ ) foi de 40,0 MW e  $M_B$  é a massa de cada bloco.

$$P_h = \frac{M_B}{P} ES_B \quad \text{Eq. 7}$$

Os custos de processamento ( $C_p$ ) no cenário 2 foram calculados em função da energia específica de cada bloco ( $ES_B$ ), conforme equação 8. Nessa equação considerou-se que um bloco com energia específica de 11,25 kWh/t (média da energia específica dos blocos mineralizados), teve um custo de processamento de 7.91 US\$/t, sendo que 60% desse custo foi relativo ao gasto com energia e o restante a outros custos, como reagentes, revestimentos, bolas de moinhos, etc.

$$C_p = 40\% \cdot 7.91 + \frac{60\% \cdot 7.91 \cdot ES_B}{ES} \quad \text{Eq. 8}$$

A figura 9 apresenta a variação dos custos de processamento em função da energia específica dos blocos mineralizados, sendo o custo mínimo de 7.12 e o máximo de 9.27 US\$/t.

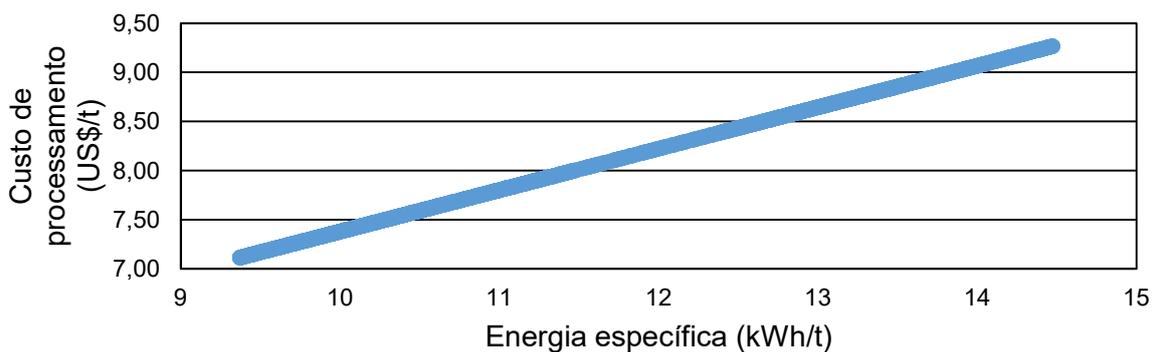


Figura 9: Custo de processamento em função da energia específica do bloco.

O custo de mina de cada bloco foi calculado em função da distância entre o bloco e a usina e o bloco e a pilha de estéril. Para isso, estipulou-se que o bloco central do modelo de blocos Marvin, com coordenadas (4390, 7380, 540), possui custo de mina de 3.37 US\$/t, independente dele ser direcionado para a usina ou para a pilha de estéril. Além disso, considerou-se que 60% desse custo foi relativo ao transporte e os outros 40% a gastos como perfuração, desmonte, etc. Dessa forma, calculou-se o custo de mina de cada bloco conforme as equações 9 e 10.

$$C_{MU} = 40\% \cdot 3.37 + \frac{60\% \cdot 3.37 \cdot D_{BU}}{D_{CU}} \quad \text{Eq. 9}$$

$$C_{MP} = 40\% \cdot 3.37 + \frac{60\% \cdot 3.37 \cdot D_{BP}}{D_{CP}} \quad \text{Eq. 10}$$

Em que,

$C_{MU}$ : custo de mina do bloco direcionado a usina (US\$/t),  $D_{BU}$ : distância do bloco a usina (m),  $D_{CU}$ : distância do bloco central a usina (m),  $C_{MP}$ : custo de mina do bloco direcionado a pilha de estéril (US\$/t),  $D_P$ : distância do bloco a pilha de estéril (m),  $D_{CP}$ : distância do bloco central a pilha de estéril (m).

As distâncias utilizadas nas equações 9 e 10 foram calculadas pela equação 11.

$$D = \sqrt{(X_1 - X_2)^2 + (Y_1 - Y_2)^2 + (Z_1 - Z_2)^2} \quad \text{Eq. 11}$$

Em que,

$X_1, Y_1, Z_1$ : coordenadas da origem do bloco,  $X_2, Y_2$  e  $Z_2$ : coordenadas do destino do bloco, sendo usina (3400, 7455, 720) e pilha de estéril (4420, 6400, 720).

No cenário 1, sem o uso de variáveis geometalúrgicas, utilizou-se recuperação de cobre de 81,6% e recuperação de ouro de 62,4% para todos os blocos. Esses valores de recuperação equivalem a média das recuperações obtidas em cada litologia para um bloco com teores de 0,43% de cobre e 0,41% de ouro. Esses valores foram obtidos a partir da média dos teores de cobre e de ouro dos blocos mineralizados ponderadas pelas massas dos blocos.

O tempo de processamento utilizado no cenário 1 foi de 22,48 horas para todos os blocos. Esse valor foi calculado a partir da média simples das horas de processamento dos blocos mineralizados no cenário 2.

A tabela 4 apresenta um resumo dos cenários utilizados, sendo o cenário 1 sem a inserção de variáveis geometalúrgicas e o cenário 2 com a inserção de variáveis geometalúrgicas.

Tabela 4: Cenários analisados no MiningMath.

Parâmetros	Cenário 1	Cenário 2
Custo de processo (US\$/t)	7,91	7.12 a 9.27
Custo de mina_ usina (US\$/t)	3.37	2.29 a 3.98
Custo de mina – pilha de estéril (US\$/t)	3.37	2.78 a 4.33
Recuperação metalúrgica Cu (%)	81,6	0 a 86,9
Recuperação metalúrgica Au (%)	62,4	0 a 67,7
Tempo de processamento (h)	22,48	18,03 a 30,12

### Função benefício

Para a criação dos cenários descritos acima, a Equação 12 foi utilizada como função benefício para os blocos destinados a usina e a Equação 13 para os blocos que se destinavam à pilha de estéril [13].

$$FB_{min} = \left[ M_B \cdot \left( \frac{g_{Cu}}{100} \right) \cdot r_{Cu} \cdot (P_{Cu} - C_{S_{Cu}}) + (M_B \cdot g_{Au} \cdot r_{Au} \cdot (P_{Au} - C_{S_{Au}})) \right] - [M_B \cdot (C_P + C_{MU} + C_{G\&A})] \quad \text{Eq. 12}$$

$$FB_{est} = -M_B \cdot C_{MP}$$

Eq. 13

Em que,

$M_B$ : massa do bloco (t);  $r_{Cu}$  e  $r_{Au}$ : termo geral que envolve a recuperação na concentração e refino de cobre e ouro, respectivamente;  $P_{Cu}$  e  $P_{Au}$ : preços de venda de cobre (\$/t) e ouro (\$/g), respectivamente;  $Cs_{Cu}$  e  $Cs_{Au}$ : são custos decorrentes das etapas do produto e da comercialização, como fundição, refino, embalagem, frete, seguro de cobre e ouro;  $C_p$ : custos de processamento;  $C_{MU}$ : custo de mina - usina;  $C_{MP}$ : custo de mina – pilha de estéril,  $C_{G\&A}$ : custos gerais e administrativos.

Para o cálculo das equações 12 e 13 nos dois cenários, foram considerados os valores mostrados na tabela 5.

Tabela 5: Parâmetros comuns aos dois cenários utilizados para o cálculo da função benefício

Parâmetros	Valores
Preço de venda Cu (US\$/lb) [14]	2.983
Preço de venda Au (US\$/oz) [14]	1,874.0
Custo de venda Cu (US\$/lb)	0.675
Custo de venda Au (US\$/oz)	0.52
Custo de mina (US\$/t)	3.37
Custo G&A (US\$/t)	1.60
Fator de conversão de oz. troy para gramas	31,10
Fator de conversão de toneladas para libras	2.204,62

### Parâmetros de entrada no MiningMath

Para a execução de cada cenário no MiningMath foi necessário inserir diversos valores que não variaram entre os cenários. A Tabela 6 mostra os valores usados.

Tabela 6: Dados de entrada no MiningMath

Parâmetros	Valores
Taxa de desconto anual	10%
Capacidade de alimentação da usina - 1º ano	15 Mt/ano
Capacidade de alimentação da usina - 2º ano	22 Mt/ano
Capacidade de alimentação usina – 3º ano em diante	28 Mt/ano
Capacidade de produção total da mina	60 Mt/ano
Largura mínima da bancada	60 m
Largura mínima do fundo da cava	90 m
Média anual do teor de cobre	0,3 a 0,6
Horas totais de funcionamento da usina	7884 h/ano

A média anual do teor de cobre que alimenta a usina foi escolhida em função do teor médio de cobre do modelo de blocos Marvin, 0,43%. As horas totais de funcionamento da usina foram determinadas considerando que o circuito de cominuição funciona 365 dias, 24 horas por dia, com rendimento operacional de 90%.

### Valor presente líquido anualizado (VPLa)

Entre os resultados apresentados no relatório gerado pelo MiningMath estão o Valor presente líquido (VPL) por período e o VPL acumulado do cenário. No entanto, ao analisar a viabilidade econômica de projetos excludentes de longo prazo com tempos de vida

diferentes, o VPL acumulado pode tornar a comparação confusa, sendo melhor utilizar a informação de ganho por período. Dessa forma, utiliza-se o Valor Presente Líquido Anualizado (VPLA), que transforma o fluxo de caixa do projeto numa série uniforme.

A equação 14 apresenta o cálculo do VPLA para comparar os cenários gerados no MiningMath em caso de *Life Of Mine* (LOM) diferentes.

$$VPLA = VPL \left[ \frac{(1+i)^n i}{(1+i)^n - 1} \right] \quad \text{Eq. 14}$$

Em que,

i: taxa mínima de atratividade, n: número de períodos anuais.

## RESULTADOS E DISCUSSÕES

### Modelo Marvin

O modelo Marvin apresenta blocos de 30x30x30 metros com teores de cobre máximo de 1,46% e teores de ouro máximo de 1,42 ppm. A figura 10 apresenta o comportamento dos teores de cobre nesse modelo de blocos. Nela é possível perceber que os blocos mais internos dentro da massa rochosa apresentam maiores teores de cobre.

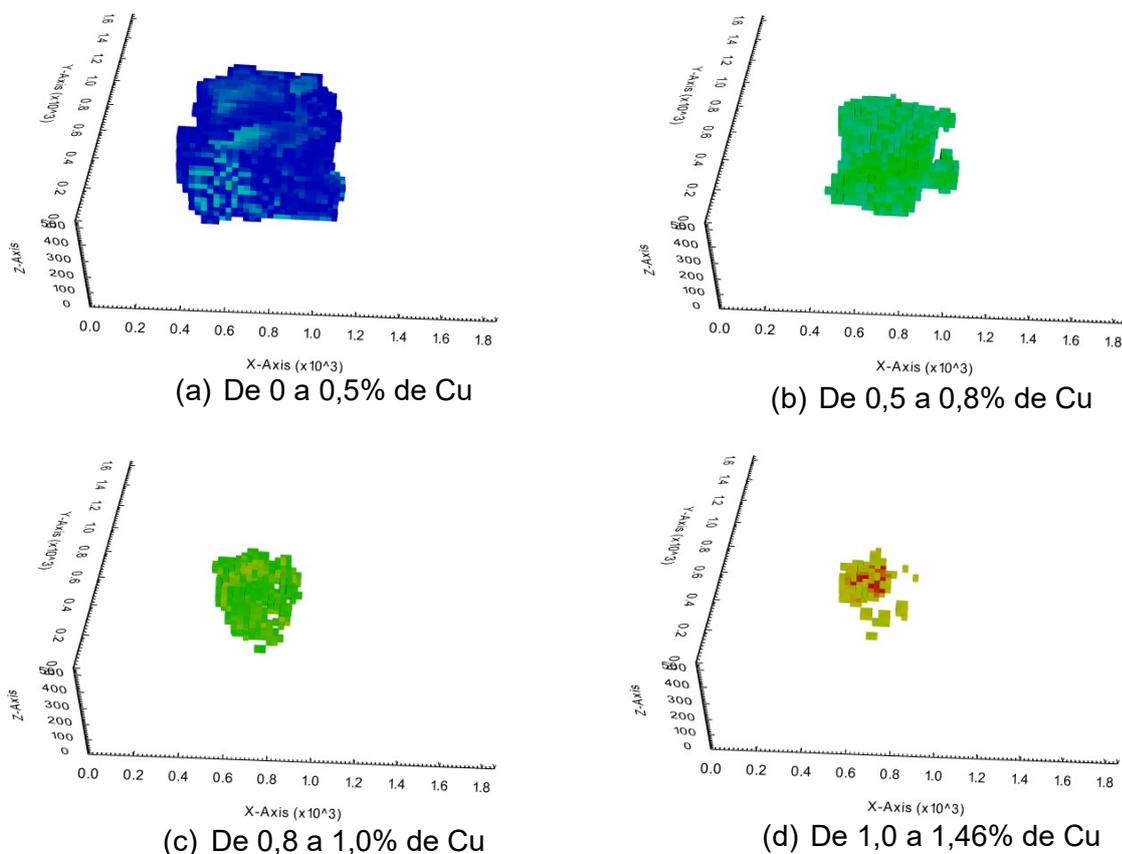


Figura 10: Teores de cobre distribuídos no modelo Marvin

A figura 11 apresenta os teores máximos de cobre e de ouro obtidos em cada nível da mina, sendo que no *MiningMath*, quanto maior o índice do bloco mais superficial ele é. Pode-se

notar que os blocos que possuem metal apareceram somente a partir do 3º nível da mina, que equivale aos blocos de índice IZ 15. Além disso, nos níveis mais superficiais da mina, equivalente aos índices 14 e 15, o teor de cobre foi inferior a 0,43%. Dessa forma, no cenário 1 houve uma superestimação da tonelagem de cobre e ouro produzidas nesses blocos, uma vez que as recuperações utilizadas estavam fixas. No entanto, os blocos que possuíam teor superior a 0,43% de cobre foram subestimados em relação a massa de metal produzida no cenário 2.

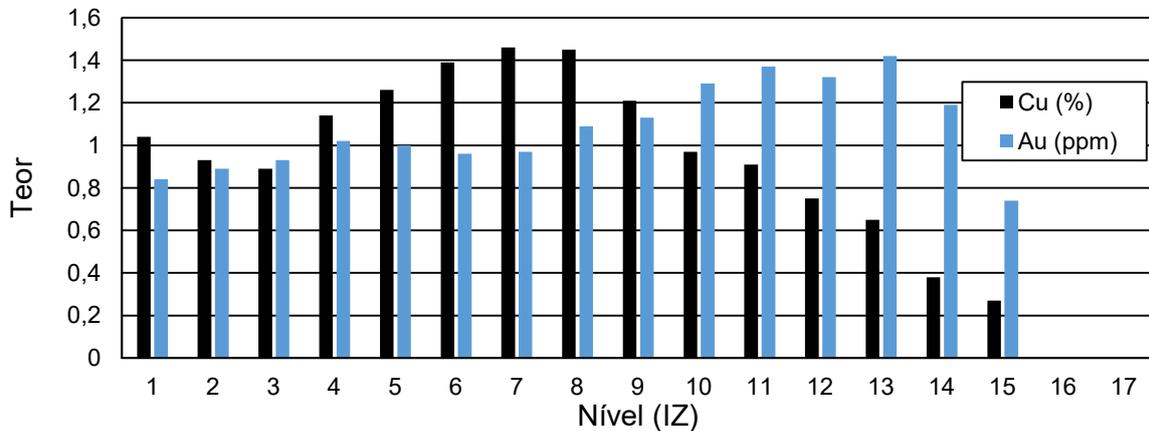


Figura 11: Teor máximo de cobre em cada nível da mina.

O modelo Marvin contém 53271 blocos no total, sendo 6574 blocos contendo ouro e cobre. A figura 12 apresenta o histograma dos teores de cobre e ouro dos blocos que possuíam metal do modelo marvin e a tabela 7 apresenta dados estatísticos extraídos dos blocos com teor superior a zero.

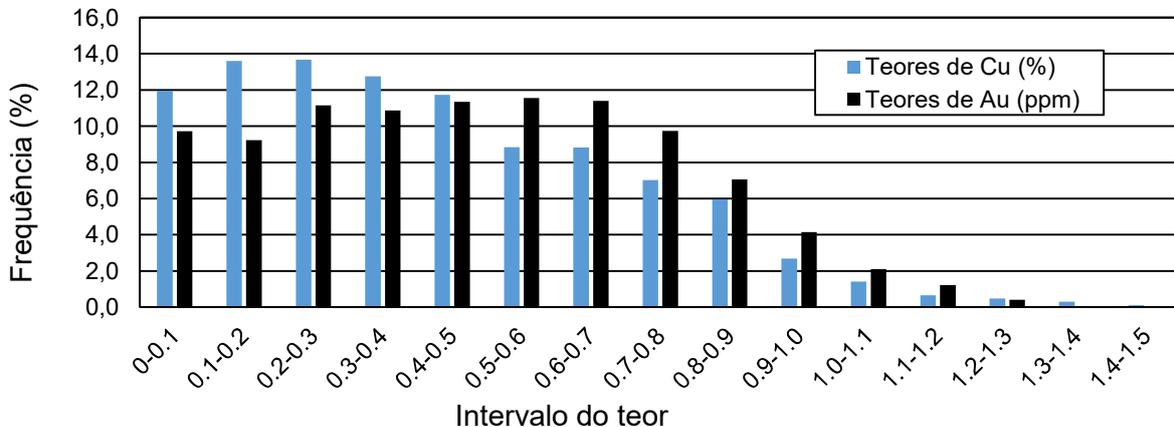


Figura 12: Histograma dos teores de cobre e ouro no modelo Marvin.

Tabela 7: Dados estatísticos do modelo Marvin

	Teor de Cu (%)	Teor de Au (ppm)
Mínimo	0.003	0.003
Máximo	1.464	1.417
Média ponderada	0.431	0.411
Moda	0.729	0.500
Mediana	0.386	0.347

## Visualização das cavas

A figura 13 apresenta algumas cavas geradas em determinados períodos de cada cenário. Percebe-se por ela que o SDB muitas vezes retorna cavas aninhadas pouco operacionais, com lavra de blocos muito espelhados pela mina ou blocos sendo lavrados sozinhos, o que demanda um retrabalho da equipe operacional.

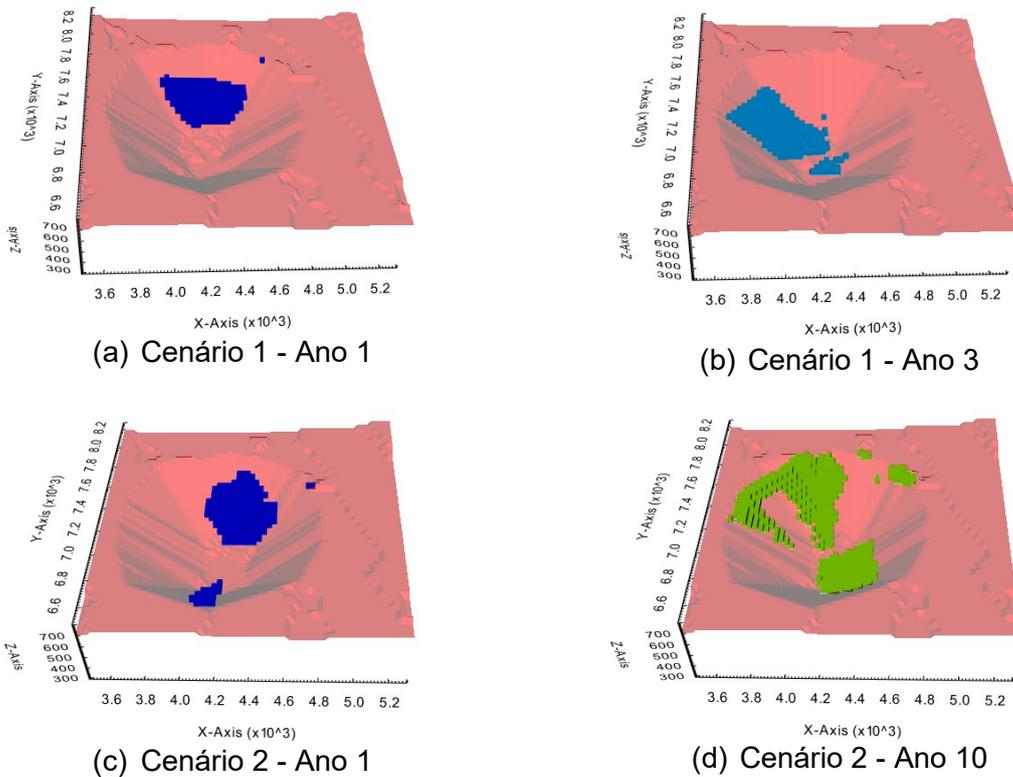


Figura 13: Exemplos de cavas geradas no SDB para os cenários 1 e 2.

## Massas e teores movimentados

No cenário 1 foram utilizadas recuperações, tempos e custos fixos. Esse cenário teve uma vida da mina de 14 anos. Já no cenário 2, em que utilizou variáveis geometalúrgicas e custos variáveis, a mina teve duração de 15 anos. Em ambos os cenários foram respeitadas as entradas de produção utilizadas no MiningMath. No entanto, houve o relaxamento da largura mínima de lavra, como mostrado na figura 14, em que somente um bloco foi lavrado por nível em alguns pontos da cava relativa ao período 14 do cenário 1.

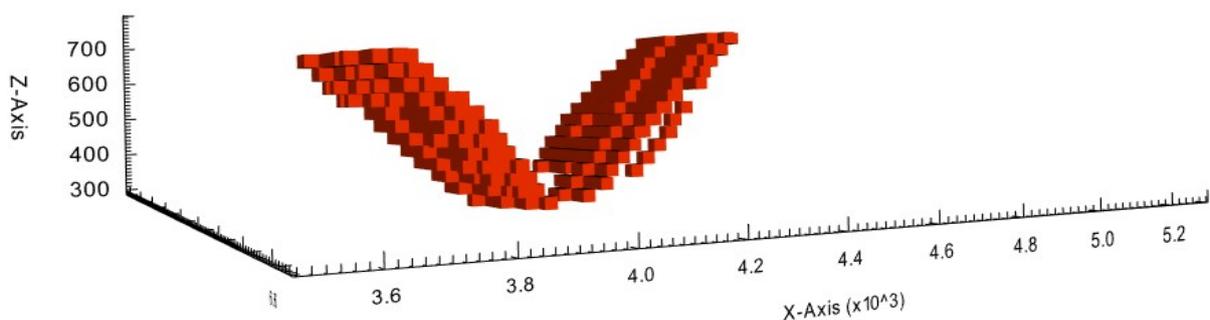


Figura 14: Blocos extraídos no 13º período do cenário 1.

A figura 15 apresenta a movimentação de minério para a usina ao longo da vida da mina nos cenários 1 e 2. Em ambos os cenários, a produção durante o período de *ramp up* foi atingida. No restante de vida da mina, o cenário 1 apresentou produção para a usina mais constante que o cenário 2, atingindo produções superiores a 27,6 Mt nos períodos de 3 a 13. No último período, devido a exaustão do minério, a alimentação da usina caiu para 1,4 Mt/ano. Já o cenário 2 apresentou produções superiores a 26,5 Mt/ano, com exceção do último período, em que houve queda da produção para 23,5 Mt devido a exaustão do minério.

A figura 16 apresenta as horas de processamento por ano em cada cenário. Percebe-se que no cenário 1 as horas de processamento foram mais constante que no cenário 2. Como no cenário 1 o tempo de processamento de cada bloco foi fixado em 22,45 horas, para atender a disponibilidade de 7884 horas da usina foi possível alimentá-la anualmente com até 351 blocos. Já no cenário 2, pelo fato dos blocos terem tempo de processamento variável entre 18,03 e 30,12 h, foi possível processar num mesmo ano mais ou menos blocos, dependendo da energia específica de cada bloco, motivo da maior oscilação das horas de processamento. No período 3, por exemplo, o tempo de processamento foi máximo, 7884 horas, no entanto, a produção ficou em 27,1 Mt. Já no período 5, em que a produção atingiu 28,0 Mt, o tempo total de processamento foi de 7715 horas.

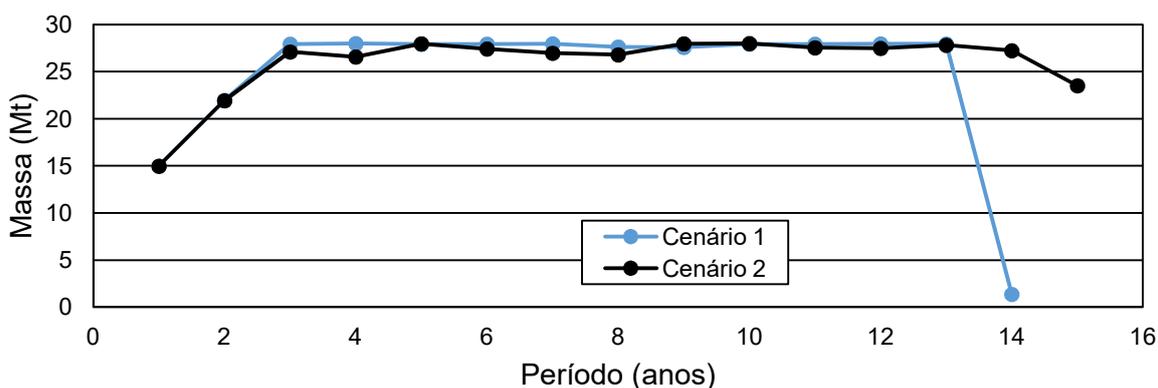


Figura 15: Massas enviadas para a usina nos cenários 1 e 2.

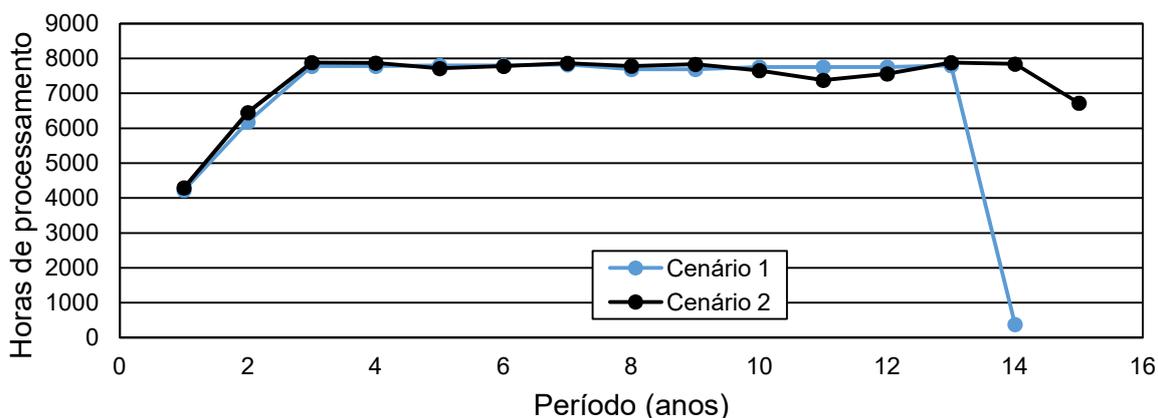


Figura 16: Tempo de processamento anual dos cenários 1 e 2.

A figura 17 apresenta a movimentação total de material nos cenários 1 e 2. Devido ao *ramp up* imposto nos cenários 1 e 2, nos dois primeiros anos houve menor extração de material na mina. A partir do 3º até o 14º ano, em ambos os cenários, houve uma estabilização das massas totais movimentadas, que variaram de 53,3 a 57,9 Mt/ano no cenário 1 e de 52,6 a

57,4 Mt/ano no cenário 2. No 14º ano do cenário 1, não houve envio de massas para a pilha de estéril, e a produção da mina se limitou a 1,38 Mt que foram enviadas para a usina. No cenário 2 houve queda da extração de estéril no 14º ano, voltando a crescer no último ano da mina.

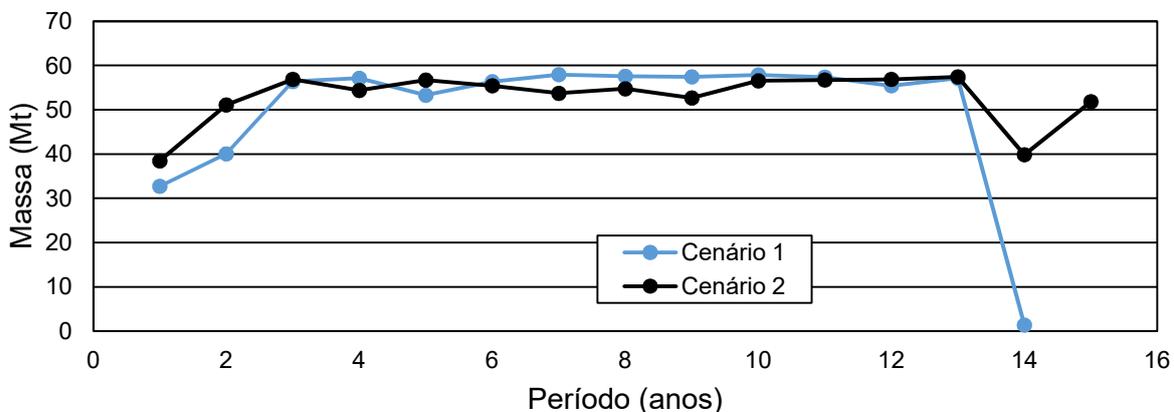


Figura 17: Massa total movimentada nos cenários 1 e 2.

As figuras 18 e 19 apresentam os teores de cobre e de ouro alimentados nos cenários 1 e 2, respectivamente.

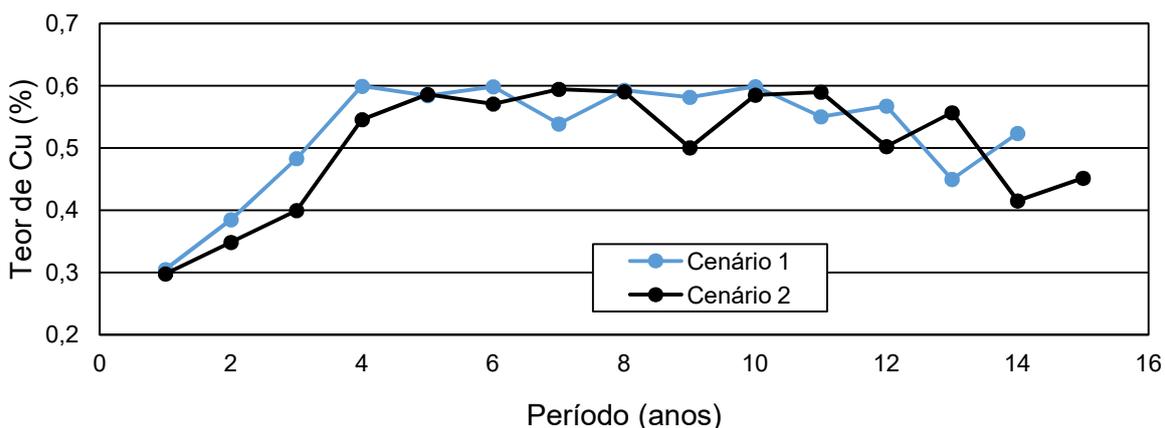


Figura 18: Teores médios de cobre que alimentou a usina nos cenários 1 e 2.

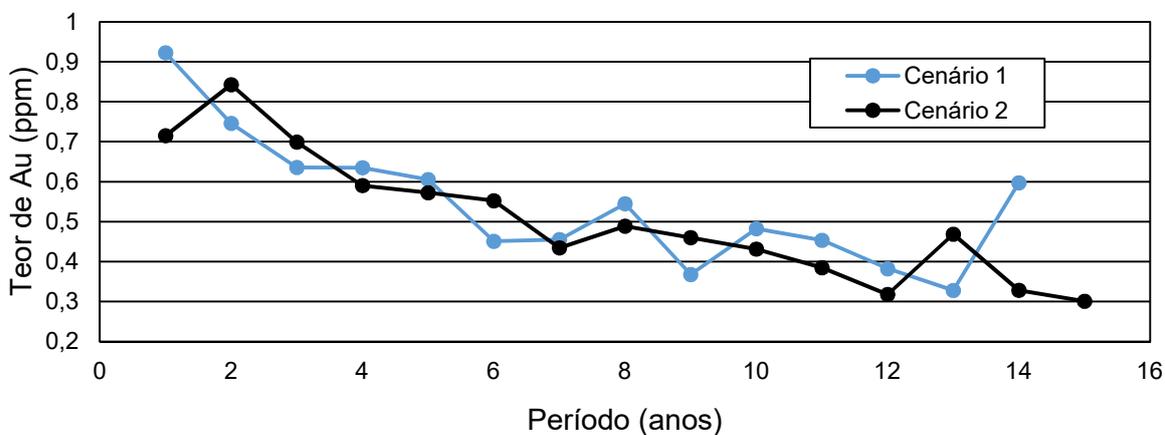


Figura 19: Teores médios de ouro que alimentou a usina nos cenários 1 e 2.

Nos dois primeiros períodos de ambos os cenários, o teor médio de cobre não ultrapassou 0,4%. Nesses períodos foram extraídos grandes quantidades de blocos superficiais, índices IZ 15 e 14 que, segundo apresentado na figura 11, possuem teores de cobre inferior a 0,4%. No 1º período do cenário 1 a variação do teor de cobre foi de 0,15 a 0,65% e no 2º período foi de 0,10 a 0,97%. Já no cenário 2, no 1º período os teores de cobre dos blocos variaram de 0,13 a 0,74% e no 2º período, de 0,09 a 0,97% de cobre.

Mesmo tendo extraídos blocos com teor de cobre abaixo de 0,15%, o teor de ouro mais elevado nesses blocos tornou o valor da função benefício do minério superior ao valor da função benefício do estéril, o que viabilizou o envio desses blocos para a usina. A tabela 8 exemplifica esses casos.

Tabela 8: Função benefício para blocos com baixo teor de cobre.

Cenário	Período	Teor Cu (%)	Teor Au (ppm)	$FB_{min}$ (US\$)	$FB_{est}$ (US\$)
1	1º	0,15	0,62	1,276,795	-259,322
2	1º	0,13	0,57	1,092,449	-252,276

À medida que a cava foi se aprofundando e blocos mineralizados mais centralizados foram extraídos, o teor médio de cobre aumentou em ambos os cenários, estabilizando-se entre 0,5 e 0,6% de cobre até o 12º ano no cenário 1 e até o 13º ano no cenário 2.

Por fim, a figura 20 mostra as massas movimentadas para a usina e para a pilha de estéril, assim como as massas de cobre e de ouro produzidas nos dois cenários.

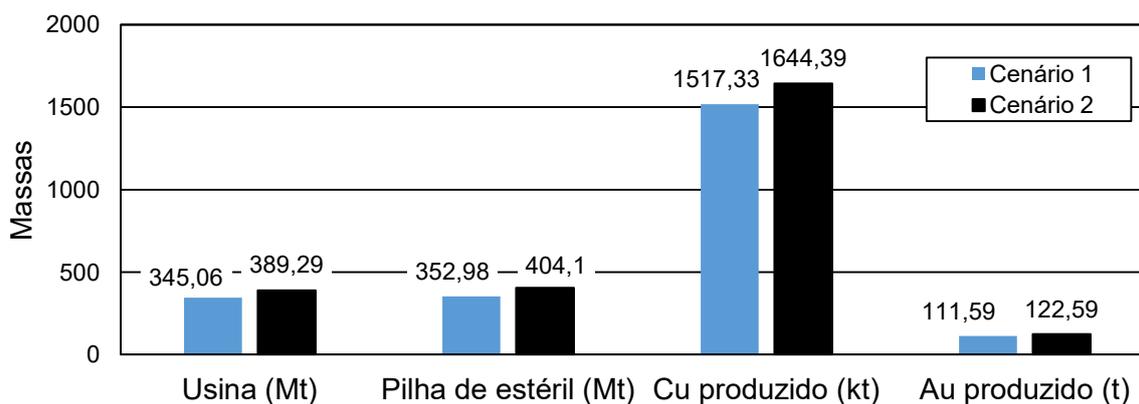


Figura 20: Massas movimentadas e produzidas nos cenários 1 e 2.

## VPL e VPLA

A figura 21 apresenta o VPL acumulado para os dois cenários.

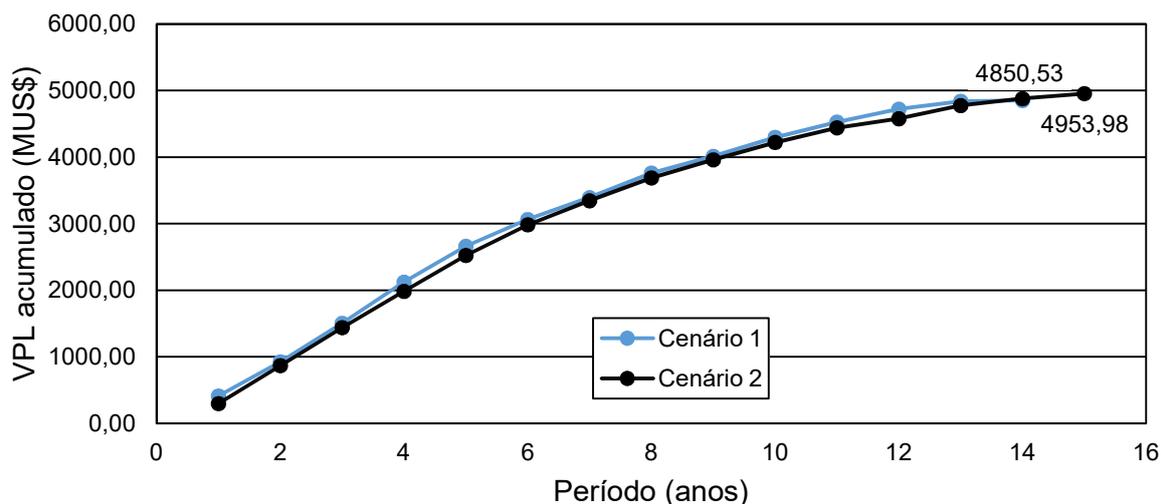


Figura 21: VPL acumulado para os cenários 1 e 2

O primeiro cenário obteve VPL total de 4850.53 MUS\$, enquanto que no cenário 2 esse valor foi de 4953.98 MUS\$. No entanto, os cenários possuem LOM diferentes, sendo mais indicada a comparação através do VPLA, conforme mostrado na tabela 9.

Tabela 7: VPLA dos cenários 1 e 2

VPLA	Cenário 1	Cenário 2
$VPLA = VPL \left[ \frac{(1+i)^{ni}}{(1+i)^n - 1} \right]$	658.44 MUS\$	651.32 MUS\$

A princípio esse valor parece incompatível com o gráfico apresentado na figura 21, uma vez que foi o cenário 2 que produziu maiores quantidades de ouro e cobre. No entanto, o cenário 2 teve maiores gastos com estéril, uma vez que produziu 51,12 Mt a mais que no cenário 1.

Outro fator importante para a diferença no VPLA é apresentada ao analisar-se a produção de cobre no tempo, conforme mostrado na figura 22. No cenário 1 a produção de cobre foi antecipada em relação ao cenário 2. Considerando que o valor do produto tende a sofrer desvalorização de 10% ao ano, quanto antes houver a produção do metal mais favorável será o retorno financeiro da mina e, conseqüentemente, maior o VPL. Já a produção anual de ouro, mostrada na figura 23, é praticamente igual ao longo dos períodos nos dois cenários.

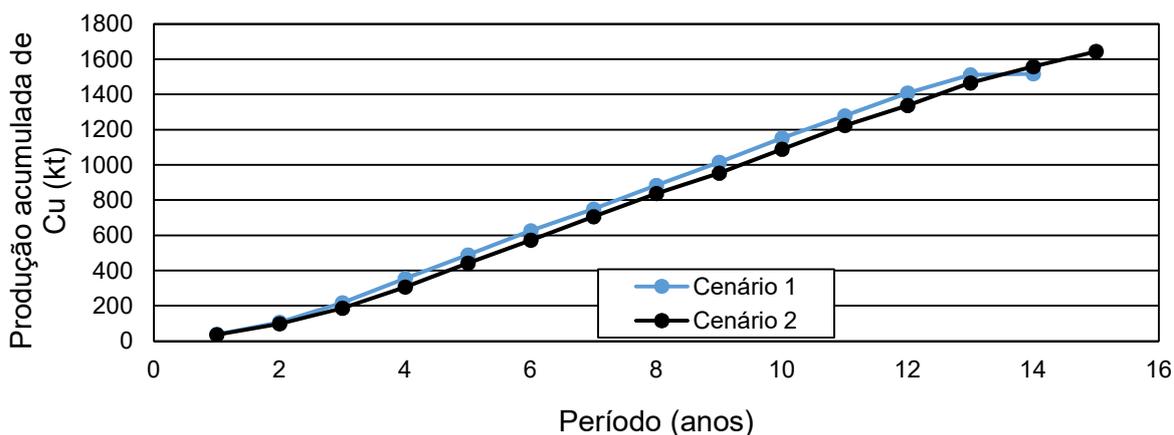


Figura 22: Produção acumulada de cobre ao longo da vida da mina nos cenários 1 e 2.

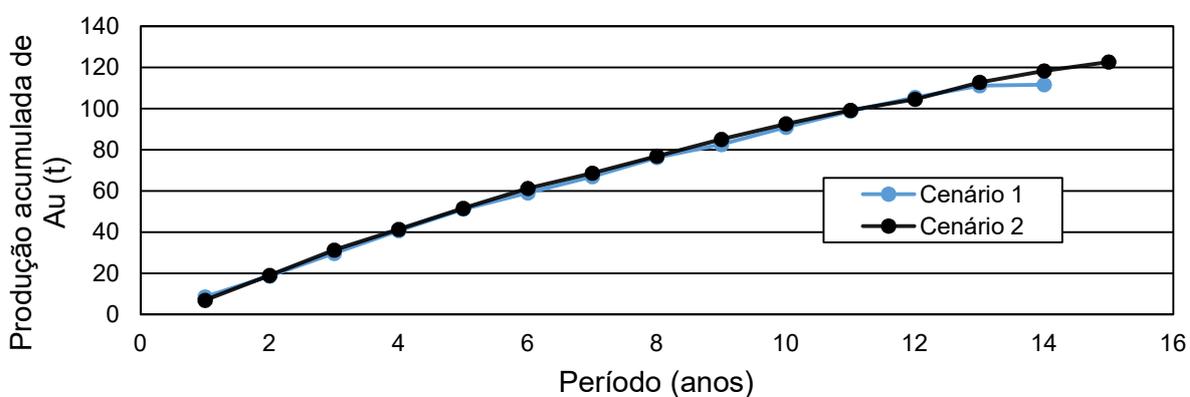


Figura 23: Produção acumulada de ouro ao longo da vida da mina nos cenários 1 e 2.

## CONCLUSÃO

A comparação dos resultados obtidos no sequenciamento direto de blocos com e sem adição de variáveis geometalúrgicas, apresentou como resultados:

- O cenário 1 gerou um sequenciamento de lavra com 14 anos, enquanto que no cenário 2 houve lavra durante 15 anos.
- Houve quebra da restrição imposta à largura mínima da cava de 60 metros e em ambos os cenários houve a lavra de blocos isolados durante o período.
- As massas movimentadas, tanto para a usina, quanto para o estéril, ficaram estáveis em ambos os cenários.
- O VPL acumulado do cenário 1 foi de 4850.53 MUS\$ e no cenário 2 foi 4953.98 MUS\$.
- Fatores como maiores gastos com geração de estéril e produção de cobre mais tardia fizeram com que o VPLA do cenário 2 fosse ligeiramente menor que o do cenário 1, 651.32 M\$ contra 658.44 M\$.

Sendo assim, em termos de retorno financeiro o cenário 1 se mostrou mais interessante. Contudo, esse cenário é limitado diante do cenário 2, em que a distinção do desempenho de cada bloco dentro da usina gerou resultados mais acurados.

Como sugestão para trabalhos futuros:

- Avaliar outros cenários para o depósito Marvin no MiningMath.
- Avaliar outros depósitos no *software* MiningMath.
- Utilizar simulação estocástica.
- Estudar a blendagem dos blocos.

## AGRADECIMENTOS

- Ao PPGEM da UFMG.
- A Capes pelo auxílio financeiro.
- A MiningMath pela licença *full* do *software*.

## REFERÊNCIAS

[1] Mishra G, (2021), A Geometallurgical Assessment of the Geological and Mineralogical Influences on Flotation Performance at the Nkomati Nickel Mine, Tese de doutorado: University Of Johannesburg, 316 p.

[2] SGS minerals services, (2013) Geometallurgy, , T3 sgs, 354 p.

[3] Revuelta B, Jimeno C. (1997) Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras. Madrid: Entorno Grafico, 705p.

[4] Schneider C, (2014) Geometarlurgia, mineração de precisão e sustentabilidade. Revista Mineração e Sustentabilidade, p 46-47.

[5] Guimarães O, Marinho A, (2014). Sequenciamento Direto de Blocos. 8 th Brazilian Congress of Surface Mining, 19 p.

[6] Peroni R, (2002) Análise de sensibilidade do sequenciamento de lavra em função da incerteza do modelo geológico. Tese de doutorado: Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 143 p.

[7] Campos P, (2017) Um comparativo de metodologias no planejamento de lavra: sequenciamento direto de blocos vs. Planejamento tradicional. Dissertação de mestrado: Universidade Federal de Ouro Preto, 93 p.

[8] MiningMath. Acesso em 10 de agosto de 2020, disponível em: <https://knowledge.miningmath.com/general-contents/trending-topics/algorithm-framework>

[9] Leite T, (2017) Comparação entre métodos de cálculo de cava final: Lerchs Grossmann vs. Sequenciamento direto de blocos, Monografia: Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais, 53 p.

[10] Rodrigues M, (2018) Abordagem Tradicional E Sequenciamento Direto De Blocos No Planejamento De Lavra A Longo Prazo. Instituto Tecnológico da Vale; 103 p.

[11] Souza FR; Burgarelli HR; Nader AS; Arroyo CEA; Chaves LS; Carvalho LA; Torres VFN, (2018) Direct block scheduling technology: Analysis of Avidity. REM, Int. Eng. J., p 97-104.

[12] Dias P, (2012) O uso da densidade nas estimativas de teores de cobre e os impactos observados na reconciliação. Dissertação de mestrado: Universidade Federal do Rio Grande do Sul; 103 p.

[13] Changanane A P, (2017) Estudo dos parâmetros envolvidos na determinação da função benefício na mineração. Dissertação de mestrado: Universidade Federal de Ouro Preto, 78 p.

[14] Investing. Acessado em 17 de dezembro de 2020, disponível em: <https://br.investing.com/commodities/>