

PLANEJAMENTO DE LAVRA UTILIZANDO SEQUENCIAMENTO DIRETO DE BLOCOS COM INCLUSÃO DE VARIÁVEIS GEOMETALÚRGICAS

Jônatas Franco Campos da Mata,
jonatas.mata@ufvjm.edu.br

Sílvia de Castro Martins,
*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),*

Saulo Sabino de Moraes,
BNA Mining Solutions

Alizeibek Saleimen Nader,
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

A metodologia do Sequenciamento Direto de Blocos (SDB) traz inovações frente às técnicas de Lerchs e Grossmann (LG), no âmbito do Planejamento Estratégico de Lavra. O SDB aplica uma taxa de desconto individual para cada bloco em função do tempo de extração, no momento de definição da cava ótima e do sequenciamento de lavra, enquanto o LG utiliza-se da premissa da extração de todos os blocos em um mesmo instante de tempo. O presente trabalho efetua três cenários comparativos de SDB por meio de software específico, incorporando as recuperações de processo e energias específicas de cominuição como variáveis geometalúrgicas em um modelo de blocos de um depósito de minério de ferro. O VPL obtido pelo Cenário I, cujas recuperações e energias específicas foram fixas, foi de 84,65 MUSD em 15 anos, enquanto os Cenários I e II retornaram, respectivamente, 79,38 MUSD em 16 anos e 82,25 MUSD em 15 anos.

Palavras-chave: Modelo de blocos; Geometalurgia; Planejamento Estratégico de Lavra; Sequenciamento Direto de Blocos.

ABSTRACT

The Direct Block Scheduling (SDB) methodology brings innovations compared to the techniques of Lerchs and Grossmann (LG), within the scope of Strategic Mine Planning. The SDB applies an individual discount rate for each block depending on the time of extraction, while LG uses the initial premise of extracting all blocks at the same time. The present work makes three comparative scenarios of SDB through specific software, incorporating process recoveries and specific comminution energies as geometallurgical variables in a block model of an iron ore deposit. The NPV obtained by Scenario I, whose recoveries and specific energies were fixed, was 84,65 MUSD in 15 years, while Scenarios I and II returned, respectively, 79,38 MUSD in 16 years and 82,25 MUSD in 15 years.

Keywords: Block model; Geometallurgy; Strategic Mine Planning; Direct Block Scheduling.

INTRODUÇÃO

Segundo Hustrulid e Kuchta [1], o Planejamento Estratégico de Lavra é o conjunto de estudos e metodologias conduzidas para garantir que os bens minerais de uma jazida sejam extraídos e tratados de forma econômica e sustentável, atendendo todas as questões tecnológicas, econômicas, legais e ambientais inerentes às atividades desenvolvidas. Tal planejamento deve atingir uma série de premissas, tais como a adequação da extração e blendagem prévia de minério, de forma a atender a quantidade e qualidade do *Run-Of-Mine* (ROM) requerido pela planta de beneficiamento mineral. Além disso, deve-se garantir a exequibilidade das operações frente ao porte e dimensionamento dos equipamentos. Outros aspectos fundamentais são o controle dos custos de extração e transporte de minério e estéril dentro de faixas aceitáveis, bem como a maximização do retorno financeiro do empreendimento.

Conforme Poniewierski [2], o modelo de blocos é a representação matemática, no espaço, do depósito mineral a ser lavrado. Este sistema considera um conjunto de blocos de mesmas dimensões, contendo propriedades distintas conforme sua posição relativa, informações geológicas e características econômicas. Podem ser citados, entre outros atributos de interesse para cada bloco: litologia, densidade, teores dos elementos úteis e custos operacionais. Dependendo dos critérios utilizados pelos algoritmos de planejamento em relação a estes atributos específicos, cada bloco poderá ser considerado minério ou estéril, tendo assim destinações distintas ao longo da operação da mina. Portanto, a cava final ótima é o resultado do planejamento otimizado da lavra do modelo de blocos da jazida, o qual considera a maximização do Valor Presente Líquido (VPL) global do projeto.

Elkington e Durham [3] destacam duas importantes metodologias de determinação da cava ótima. A metodologia convencional de planejamento de lavra, amplamente utilizada pelas empresas de mineração, é conhecida como abordagem de agregação, e baseia-se nos algoritmos idealizados por Lerchs e Grossmann [4]. O Sequenciamento Direto de Blocos (SDB), por sua vez, é uma metodologia inovadora e com utilização crescente nos últimos anos. Foi estudada inicialmente por Johnson [5], sendo classificada como abordagem de resolução a nível de bloco.

O algoritmo de Lerchs-Grossman

Até a primeira metade da década de 1960, as etapas de definição da cava final e sequenciamento de lavra eram conduzidas por tentativa e erro, em processos muito demorados e imprecisos. Lerchs e Grossman [4] introduziram algoritmos baseados na programação dinâmica aliada à teoria de grafos, que permitiram a utilização de *softwares* no planejamento de lavra. Tais algoritmos obedecem à seguinte sequência lógica: construção do modelo de blocos; definição da cava final; delimitação de cavas aninhadas e dos *push-backs* (cavas intermediárias); e sequenciamento da lavra. Após o planejamento de lavra, efetivamente é feita a operacionalização da lavra, bem como a gestão do controle e produção da mina. Esta metodologia sofreu diversos aperfeiçoamentos ao longo do tempo, proporcionalmente ao avanço da tecnologia computacional, estando atualmente consolidada no mercado.

Segundo Wittle *et al.* [6], o primeiro estágio do planejamento de lavra define a cava final ótima, ou seja, o volume que considera os blocos a serem extraídos de forma a maximizar o VPL do projeto, respeitando as restrições operacionais preliminares. O segundo processo, chamado de parametrização, discretiza a cava final em cavas aninhadas, onde são aplicados fatores de desconto e receita para simular o VPL em diversas condições econômicas. Neste momento,

podem ser inseridas novas restrições operacionais ao problema. Um determinado conjunto de cavas aninhadas define um *pushback*, que por sua vez considera uma quantidade e qualidade de minério a ser lavrada, bem como o estéril a ser extraído. O passo final deste processo é a definição do sequenciamento de mina, considerando os períodos de extração. Assim, a parametrização consiste em um processo iterativo, dependente da habilidade do planejador e sujeito a incertezas no cálculo do VPL e dos parâmetros de controle, como tonelagens e teores envolvidos.

Sequenciamento Direto de Blocos (SDB)

O Sequenciamento Direto de Blocos (SDB) é uma técnica de planejamento de lavra, formulada por Johnson [5] e baseada em programação inteira mista. Sua aplicação prática somente foi viabilizada nos últimos anos, graças a evoluções computacionais importantes, como: aperfeiçoamento dos processadores; implementação da tecnologia de 64 *bits*; e processamento paralelo. O SDB é baseado em modelos estocásticos, agregando técnicas de programação inteira mista e heurísticas. Estes recursos permitem a introdução das incertezas geológicas inerentes à jazida mineral em estudo. Segundo Ota e Martinez [8], o SDB busca maximizar o VPL do projeto, considerando, ao mesmo tempo, imposição de determinadas restrições operacionais e riscos existentes em cada novo cenário estudado.

De acordo com Marinho [7], o SDB apresenta um contraponto ao planejamento de lavra tradicional, que se baseia em modelos determinísticos e não considera as incertezas geológicas presentes no depósito mineral. O SDB é uma metodologia inovadora, pelo fato de considerar a variabilidade intrínseca relacionada aos parâmetros de cada bloco de lavra e apresentar múltiplas respostas a cada situação estudada.

Estudos de Levinson e Dimitrakopoulos [9] demonstram que as abordagens estocásticas de otimização possuem ampla flexibilidade para geração de soluções relacionadas a sequências de extração, estocagem de minério e estéril e outras atividades de um projeto mineral, permitindo gerenciar os riscos envolvidos em cada decisão. Estes modelos permitem, por exemplo, estudar a variabilidade de teores em determinadas regiões da mina, apresentando assim uma gama de soluções distintas conforme a distribuição de tais teores.

Comparativo entre LG e SDB

A Figura 1 apresenta um comparativo entre a metodologia de Lerchs-Grossmann e o Sequenciamento Direto de Blocos, destacando os ganhos relacionados à segunda metodologia apresentada.

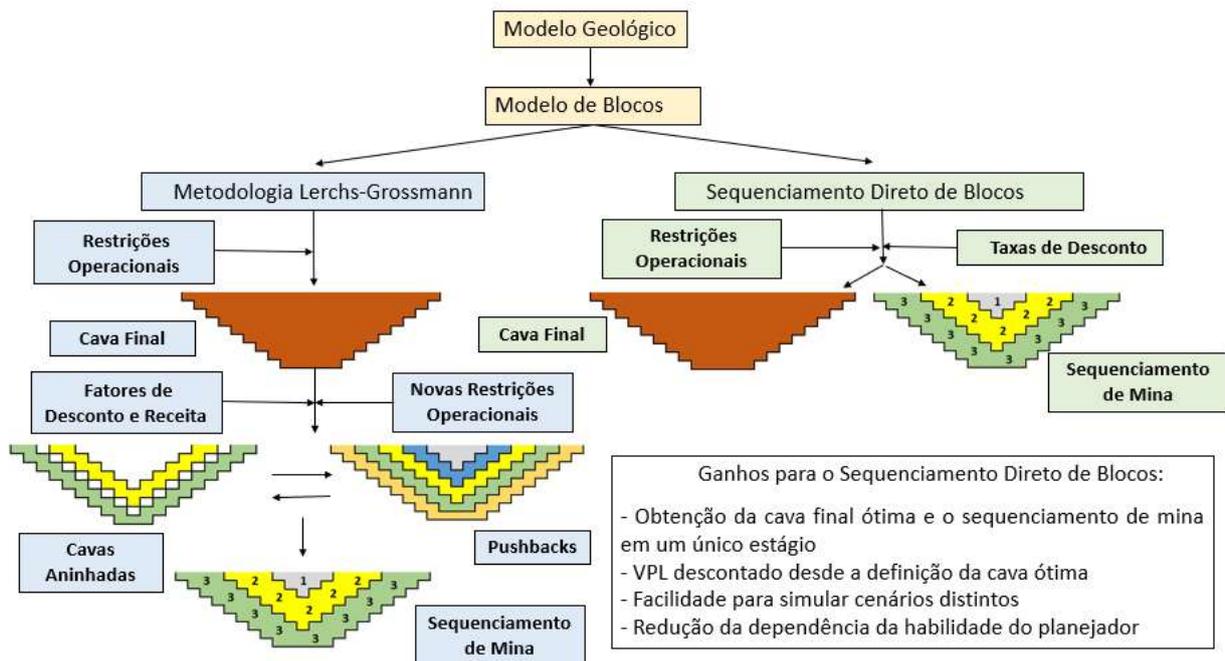


Figura 1 – Comparativo entre a Metodologia Lerchs-Grossmann e SDB

Ressalta-se que a metodologia de Lerchs-Grossmann apresenta algumas notáveis peculiaridades, como: considerações acerca de limitações de capacidade do beneficiamento mineral e estudos de VPL somente durante a geração das cavas aninhadas e *push-backs*; avaliação das alternativas de destinação dos blocos apenas depois da determinação dos tempos de lavra dos blocos; critério do teor de corte para definir a destinação dos blocos; e pressuposição, na definição da cava final ótima, de que todos os blocos serão extraídos no tempo atual. Tais limitações da metodologia LG em relação ao SDB podem acarretar, na prática, o alcance de VPL global menor em estimativas de *Best Case* (Melhor Caso), do que poderia ser alcançado através da metodologia SDB [10].

Entretanto, os algoritmos baseados na metodologia SDB possuem, como característica já identificada em trabalhos anteriores, a avidez por blocos. Esta propriedade consiste na tendência de o software priorizar a extração dos blocos mais lucrativos nos primeiros períodos do projeto, como forma de maximizar o VPL do empreendimento. Em determinadas situações, o programa gera cavas com geometria de difícil operacionalização, exigindo ajustes posteriores da programação de produção. Além disso, pode acarretar o empobrecimento da jazida para os períodos subsequentes, o que inviabilizaria a extração de parte da reserva mineral [11]. Desta forma, há limitações da arquitetura matemática dos softwares dedicados ao SDB, demandando esforços contínuos no aperfeiçoamento de recursos de engenharia.

Formulações matemáticas gerais segundo LG e SDB

A otimização da cava final, na concepção formulada por Lerchs-Grossmann e muito utilizada atualmente no mercado de mineração, considera a maximização do valor líquido não-descontado. Com isso, a premissa adotada para calcular a cava ótima é a extração de todos os blocos no mesmo período. As taxas de desconto, neste interim, são aplicadas somente na última etapa do processo, ou seja, durante a definição do sequenciamento de lavra [6]. A Função Benefício da otimização da cava é apresentada a seguir.

$$\text{Max } \sum_{i=1}^I V_i X_i \quad (1)$$

Onde: i = indexador do bloco; I = número total de blocos do modelo (desde $i = 1$ até $i = I$); V_i é o valor econômico do bloco i ; X_i = bloco i extraído. As restrições são:

$$X_i = \begin{cases} 1, & \text{bloco } i \text{ é extraído} \\ 0, & \text{o bloco } i \text{ não é extraído} \end{cases} \quad \forall i = 1, 2, \dots, I \quad (2)$$

$$(X_j - X_i) \geq 0 \quad \forall i, j \in I; j \in P_i \quad (3)$$

Onde: P_i = conjunto de blocos que precede ao bloco i ; bloco X_j precede o bloco X_i .

A metodologia do Sequenciamento Direto de Blocos pressupõe, em contrapartida, a aplicação de taxas de desconto no momento da otimização da cava, considerando os tempos previstos para extração [5]. Desta forma, a definição da cava final e o sequenciamento das fases de extração são definidas em uma única etapa de processamento, sendo então efetuada a atualização financeira do projeto para cada período de lavra. A equação matemática seguinte apresenta a Função Objetivo relacionada ao SDB.

$$\text{Max } \sum_{t=1}^T \sum_{i=1}^I \frac{V_i}{(1+d)^t} X_i^t \quad (4)$$

Onde: i = indexador do bloco; I = número total de blocos do modelo (desde $i = 1$ até $i = I$); t = período de extração do bloco; T = número total de períodos (de $t = 1$ até $t = T$); V_i é o valor econômico do bloco i ; d = taxa de desconto; X_i^t = bloco i extraído no período t . Esta equação é sujeita a:

$$X_i^t = \begin{cases} 1, & \text{bloco } i \text{ é extraído no período } t \\ 0, & \text{o bloco não é extraído} \end{cases} \quad \forall i = 1, 2, \dots, I \text{ and } t = 1, 2, \dots, T \quad (5)$$

$$(X_j^t - X_i^t) \geq 0 \quad \forall i, j \in I; j \in P_i; t = 1, 2, \dots, T \quad (6)$$

Onde: P_i = conjunto de blocos que precede ao bloco i ; bloco X_j^t precede o bloco X_i^t para um determinado período t .

Geometalurgia aplicada ao Planejamento de Lavra

A integração do Planejamento de Lavra com as equipes de Geologia, Operação de Mina, Beneficiamento mineral e Laboratórios é essencial para que haja o aperfeiçoamento constante dos planos e, conseqüentemente, os resultados previstos sejam melhores. A Geometalurgia agrega os esforços multidisciplinares das diferentes áreas tecnológicas da empresa. Segundo Mckee [12], os estudos geometalúrgicos permitem um conhecimento amplo sobre o depósito mineral e seu comportamento nas diferentes operações de processamento, destacando-se os seguintes benefícios: caracterização mineralógica e metalúrgica dos corpos de minério; otimização econômica das operações; rastreamento do minério ao longo da cadeia produtiva; modelamento do comportamento do minério nas operações de beneficiamento conforme suas características mineralógicas; entendimento do impacto dos diferentes graus de competência das rochas no desempenho das operações de cominuição; refinamento dos planos de lavra,

considerando o sequenciamento de lavra e a blendagem dos blocos atrelada à variáveis geometalúrgicas.

Um parâmetro muito importante para o desempenho do beneficiamento mineral é a recuperação dos processos de concentração. A variável em questão expressa a fração de metal recuperada em relação à quantidade alimentada na usina de beneficiamento. Sua caracterização geometalúrgica é essencial para o planejamento de lavra, pois dependendo da variabilidade litológica do depósito mineral, a recuperação pode sofrer significativas mudanças de padrão. Desta forma, a adequada blendagem do minério e a pré-ajustagem da planta para receber estas pilhas são procedimentos fundamentais para a maximização dos ganhos econômicos na lavra e no beneficiamento. A geometalurgia das diversas frentes de lavra fornece subsídios para um planejamento de lavra mais assertivo [13].

Por sua vez, a energia específica para a cominuição de rocha apresenta-se como um fator influente no consumo energético e produtividade da planta. Em função da variabilidade tipológica do depósito mineral, podem ocorrer variações na competência das rochas e, conseqüentemente, levar a alterações significativas na taxa horária de alimentação da planta e custos da britagem e moagem, dependendo das frentes de lavra em extração. Através de estudos geometalúrgicos, torna-se possível modelar estes fatores de desempenho e incluí-los no cálculo do valor econômico dos blocos de lavra [14].

Segundo Kumral [15], a avaliação econômica de uma jazida mineral é dependente do estudo das propriedades geometalúrgicas, as quais variam ao longo do corpo. Quanto maior for a heterogeneidade da distribuição geometalúrgica do depósito mineral, mais complexos serão os modelos para o sequenciamento da mina, devido ao aumento das incertezas envolvidas nas variáveis da jazida. Ressalta-se que determinadas variáveis possuem relações de interdependência importantes, como o teor e a recuperação metalúrgica e, de outra forma, a energia específica de cominuição e o custo de processamento. Entender e modelar estas relações permitirá uma redução das incertezas geológicas e, conseqüentemente, uma maior assertividade na realização do planejamento de mina.

O presente trabalho objetiva analisar o impacto da incorporação de variáveis geometalúrgicas em cenários de planejamento de mina, aplicando-se o SDB. Utilizou-se, neste íterim, um software baseado em algoritmos de SDB, além de um modelo de blocos representativo de um depósito de minério de ferro, cedido pela BNA Mining Solutions. Para a implementação das simulações, foram consideradas três condições distintas: cenário preliminar, no qual as recuperações de processo e energias específicas são constantes bloco a bloco; segundo cenário, onde inclui-se a recuperação de processo como variável geometalúrgica, modelada de forma distinta para cada litologia mineralizada; e terceiro cenário, que considera também a energia específica como variável geometalúrgica, de forma distinta para cada uma das litologias encontradas no depósito. Desta forma, foi possível verificar o desempenho do software em condições de maior complexidade na distribuição dos parâmetros inerentes ao modelo de blocos.

METODOLOGIA

Modelo de blocos

O modelo de blocos utilizado é de propriedade da empresa BNA Mining Solutions e representa um depósito de minério de ferro. Tal banco de dados é composto por 102.789 blocos, cujas dimensões são iguais a 10 m x 10 m x 10 m.

Três diferentes cenários de planejamento de lavra via SDB foram construídos, utilizando o software. Nesta plataforma, cada bloco do modelo foi referenciado por suas coordenadas geográficas (X, Y e Z), teores de Fe (%), valores econômicos (dólares), densidade (t/m^3), ângulo de talude (graus), recuperações de processo (valores de 0 a 1) e tempo de processamento (horas). Os valores econômicos de cada bloco são calculados pelo usuário e são considerados como dado de entrada do programa. O destino (usina, pilha de estoque ou pilha de estéril) de cada bloco é definido pelo programa, em função dos valores econômicos e teores contidos nos blocos [16].

Ressalta-se que os valores econômicos dos blocos são expressos em USD (dólares), pois advém da aplicação dos valores monetários por tonelada multiplicados pela tonelagem de cada bloco. Desta forma, tal unidade é adequada para avaliar as respostas do SDB frente aos cenários analisados.

Considerou-se, na construção do modelo de blocos, a existência de uma zona de alteração horizontal, dividindo o volume do modelo em 4 (quatro) diferentes litologias: estéril alterado; estéril fresco; minério alterado; e minério fresco. Nestas denominações, o termo “minério” diz respeito ao corpo mineralizado propriamente dito, e o termo “estéril” diz respeito à rocha encaixante, a qual não contém quaisquer conteúdos em ferro. A Figura 2 exibe uma visão tridimensional do modelo de blocos em estudo, identificando-se a zona de alteração e as diferentes litologias presentes.

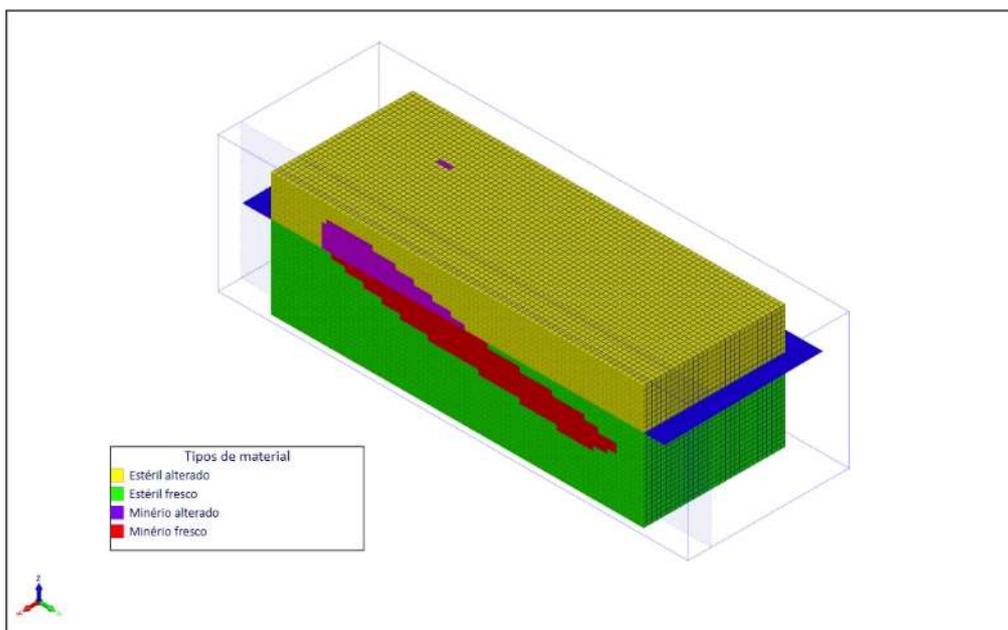


Figura 2 – Modelo de blocos de um depósito de minério de ferro [17]

As variáveis ângulo de talude e densidade possuem valores diferenciados para cada uma das litologias. O objetivo, neste caso, foi tornar as simulações mais factíveis com a realidade encontrada em projetos reais, sujeitos a parâmetros distintos relacionados ao comportamento geomecânico de cada unidade litológica. A Tabela 1 apresenta as densidades e ângulos de taludes encontrados em cada uma das unidades litológicas do modelo.

Tipologia	Ângulo de talude (graus)	Densidade (t/m ³)
Estéril alterado	50	2,5
Estéril fresco	55	2,7
Minério alterado	60	3,0
Minério fresco	65	3,5

Através da Figura 3, pode-se visualizar a distribuição dos teores de Fe ao longo do corpo mineralizado.

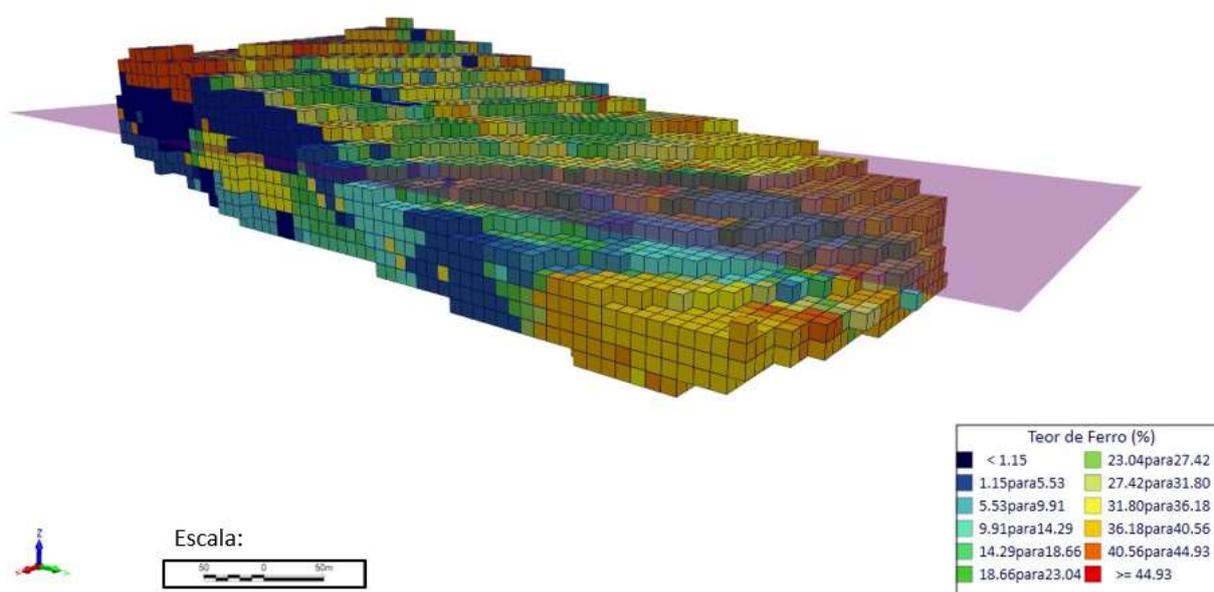


Figura 3 – Distribuição dos teores de Fe no modelo de blocos [17]

Premissas e restrições operacionais dos cenários

Foram simulados três diferentes cenários, incluindo-se variáveis geometalúrgicas ao modelo de blocos, quais sejam: recuperação de processo (%) e energia específica (kWh/t). A Tabela 2 descreve as premissas relativas aos referidos cenários.

Cenário	Recuperação de processo	Energia Específica
I	Constante	Constante
II	Variável	Constante
III	Variável	Variável

A tecnologia do software utilizado compreende uma arquitetura composta por técnicas de programação inteira mista, além de heurísticas proprietárias e critérios de Relaxação

Lagrangiana [8]. A inclusão de variáveis geometalúrgicas, no presente estudo, certamente eleva a complexidade do modelo de blocos, permitindo assim avaliar como esta tecnologia responde aos desafios apresentados.

A Tabela 3 exibe as restrições operacionais iniciais e os parâmetros econômicos, comuns aos cenários estudados.

Tabela 3 – Restrições comuns aos cenários estudados

Largura mínima de lavra (m)	20
Largura mínima do fundo de cava (m)	20
Taxa máxima de avanço vertical (m)	120
Taxa de desconto (%)	10
Intervalo de teores de Fe na alimentação da planta (%)	30 a 40
Tempo máximo anual de processamento na planta (horas)	7884
Tonelagens máximas movimentadas da mina por ano (t)	10.000.000
Tonelagens máximas de processamento de minério por ano (t)	2.000.000
Preço de Venda (USD/t)	120,00
Custo de Processo (USD/t)	15,00
Custo de Mina (USD/t)	5,00

Para dimensionar o tempo máximo de processamento da planta (h), adotou-se um horizonte, por período anual, de 365 dias, 24 horas por dia de operação e rendimento operacional de 90 %. Assim, o tempo de processamento global (T_{PG}), em horas, é calculado pela Equação 7.

$$T_{PG} = 365 \cdot 24 \cdot 0,90 = 7.884 \quad (7)$$

Incorporação de variável geometalúrgica no modelo de blocos

O Cenário I considerou valores constantes para a recuperação de processo (%) e energia específica de cominuição (kWh/t), respectivamente 70 % e 7 kWh/t. Considerou-se, para a planta de processamento de minério de ferro, uma potência instalada na cominuição de 2.100 kW. Desta forma, a taxa horária global de alimentação (T) equivale a:

$$T = \frac{2.100}{7} = 300 \text{ t/h} \quad (8)$$

O tempo de processamento (T_P), a ser inserido bloco a bloco no Cenário I, é calculado pela Equação 8.

$$T_P = \frac{M}{T} \quad (9)$$

Onde: M = massa do bloco (t).

Considerando densidades *in situ* distintas para cada litologia mineralizada, tem-se valores diferentes para a massa dos blocos, o que impacta nos tempos de processamento de cada formação litológica. A Tabela 4 apresenta o comportamento deste parâmetro.

Tabela 4 – Tempos de processamento por litologia mineralizada

Litologia	Massa por bloco (t)	Tempo de processamento (h)	Tempo médio global de processamento (h)
Minério alterado	3.000	10,00	11,07
Minério fresco	3.500	11,67	

Ressalta-se que a variação do tempo de processamento causa mudanças no respectivo custo de processo. Pode-se justificar esta relação pelo fato de que um bloco com maior tempo de residência na planta trará o aumento do desgaste nos equipamentos (notadamente britadores e moinhos, presentes no circuito de cominuição), bem como acarretará a elevação do consumo de energia elétrica e demais insumos diretamente aplicados ao beneficiamento mineral (corpos moedores). Portanto, este estudo levou em conta a variabilidade do parâmetro custo de processo conforme a alteração do tempo de processamento por bloco. O valor padrão deste parâmetro (15 USD/t) corresponde ao tempo médio global de processamento para as litologias mineralizadas, que é 11,07 horas. A partir desta relação, o custo de processo para cada bloco é calculado de forma proporcional ao tempo de processamento para as litologias mineralizadas, como descrito na Tabela 5.

Tabela 5 – Custo de processo por litologia

Litologia	Tempo de processamento (h)	Custo de processo (USD/t)	Custo global de processo (USD/t)
Minério alterado	10,00	13,55	15,00
Minério fresco	11,67	15,51	

O Cenário II adotou, como premissas, a recuperação de processo variável e dependente dos teores de cada bloco, mantendo-se a energia específica constante e o custo de processo proporcional aos tempos de processamento para cada litologia. Neste modelo, as litologias presentes no corpo mineralizado se comportam de forma diferente, considerando comportamento distintos conforme características mineralógicas específicas.

As equações 10 e 11 referem-se, respectivamente, aos minérios alterado e fresco. Tais equações são hipotéticas, propostas com o objetivo de simular tais correlações, de forma análoga ao comportamento encontrado em projetos reais de mineração já estudados pelos autores.

$$R_{Fe} = 4,2 \times \ln(t_{Fe}) + 53,0 \quad (10)$$

$$R_{Fe} = 4,4 \times \ln(t_{Fe}) + 57,2 \quad (11)$$

Onde R_{Fe} = recuperação metalúrgica de ferro (%); t_{Fe} = teor de ferro (%).

A Tabela 6 exibe os valores médios, mínimos e máximos das recuperações para cada litologia. Tais recuperações foram encontradas considerando toda a gama de teores presentes nas litologias mineralizadas, não havendo a aplicação de teores de corte específicos.

Tabela 6 – Distribuição de recuperações para cada litologia – Cenário II

Tipologia	Mínimo	Média	Máximo	Média global
Minério alterado	53,59 %	67,09 %	69,01 %	70,00 %
Minério fresco	57,79 %	71,58 %	73,17 %	

O Cenário III, por sua vez, considerou as recuperações calculadas conforme as equações 10 e 11, e incluiu a variável geometalúrgica energia específica. O modelo considerou diferentes comportamentos no consumo energético na cominuição, para cada uma das litologias mineralizadas presentes, trazendo maior complexidade para a maximização do VPL do projeto.

Os valores foram gerados a partir da função INV.NORM do programa Excel. Tal função calcula o inverso da distribuição cumulativa normal, para uma média específica e o correspondente desvio padrão. A Tabela 7 apresenta a média e desvio padrão adotado para cada uma das litologias.

Tabela 7 – Parâmetros do modelamento de energia específica – Cenário III

Tipologia	Média (kWh/t)	Desvio Padrão (kWh/t)
Minério alterado	6,0	2
Minério fresco	7,5	

Levando-se em conta a potência instalada de 2.100 kW e as equações 8 e 9, foram calculados os tempos de processamento para os blocos das litologias mineralizadas do modelo. Os custos de processo também são variáveis, de forma proporcional ao tempo de processamento específico de cada bloco, mantendo-se as médias globais de tempo de processamento e custo de processo em, respectivamente, 11,07 h e 15,00 USD/t. A Tabela 8 exhibe os valores médios de tempo de processamento e custos de processo para as litologias mineralizadas.

Tabela 8 – Tempos de processamento e custos de processo – Cenário III

Litologia	Tempo de processamento (h)	Custo de processo (USD/t)	Custo médio de processo (USD/t)
Minério alterado	8,53	11,54	15,00
Minério fresco	12,52	16,92	

Função benefício

As Equações 11 e 12 apresentam as fórmulas de cálculo para, respectivamente, blocos de minério ou estéril.

$$Process = [(V_B d t_{Fe} R_{Fe})(P_{V_{Fe}})] - [(V_B d)(C_P + C_M)] \quad (11)$$

Onde:

$Process$ = valor econômico de blocos de minério (USD); V_B = volume do bloco (m^3); d = densidade do bloco (t/m^3); t_{Fe} = teor de ferro (%); R_{Fe} = recuperação metalúrgica de ferro; PV_{Fe} = preço de venda do ferro (USD/t); C_P = custos de processo (USD/t); C_M = custos de mina (USD/t).

$$Waste = - (V_B d)(C_M) \quad (12)$$

Onde:

$Waste$ = valor econômico de blocos de estéril (USD).

RESULTADOS E DISCUSSÃO

Resultados de desempenho dos cenários

Com relação ao tempo de vida do projeto, os Cenários I e III resultaram em 15 anos. O Cenário II, por sua vez, resultou em 16 anos de vida útil do projeto, também conhecida como Life of Mine (LOM). Assim, faz-se necessário calcular o Valor Presente Líquido Anualizado (VPLA) das três simulações efetuadas, permitindo a comparação destas em uma base equalizada.

A Equação 13 apresenta a fórmula utilizada para cálculo do VPLA.

$$VPLA = \frac{VPL (1+i)^n i}{(1+i)^n - 1} \quad (13)$$

Onde:

$VPLA$ = Valor Presente Líquido Anualizado; VPL = Valor Presente Líquido; i = taxa de desconto (adimensional); n = número de períodos.

A Tabela 9 apresenta os resultados globais dos cenários estudados.

Tabela 9 – Resultados globais das simulações

Parâmetro de resposta	Cenário I	Cenário II	Cenário III
Nº de períodos (anos)	15	16	15
VPL Acumulado (MUSD)	84,65	79,38	82,25
VPLA (MUSD)	111,30	101,46	108,14
Produção Global de Minério (Mt)	28,25	30,66	28,62
Produção média mensal de Minério (Mt)	1,88	1,92	1,91
Extração Global de Estéril (Mt)	32,79	39,52	33,56
Relação Estéril / Minério (REM)	1,14	1,29	1,17
Tempo de processamento (horas)	6411,67	6398,21	6113,19
Teor Médio de Fe - Minério (%)	36,09	36,28	36,11
Teor Médio de Fe - Estéril (%)	1,23	2,38	1,85

Percebe-se, observando a Tabela 9, que os valores de VPLA apresentam comportamento semelhante ao VPL Acumulado de cada cenário, validando assim a análise do gráfico apresentados na Figura 4.

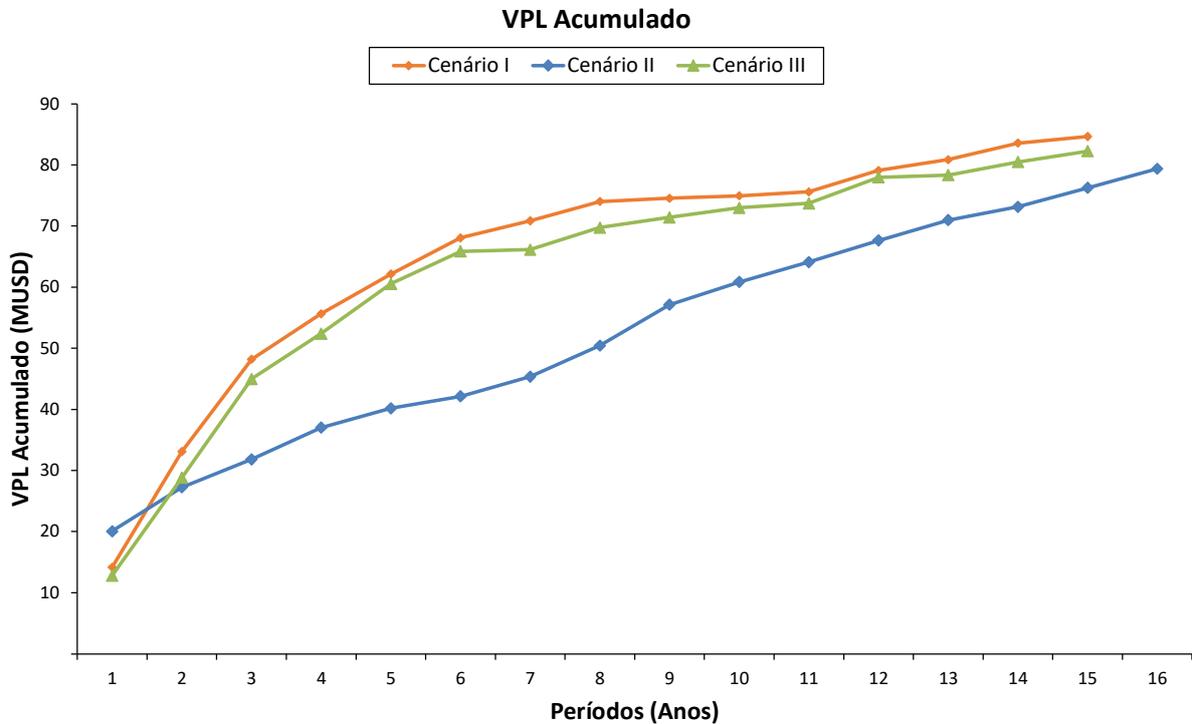


Figura 4 – Evolução do VPL Acumulado para os três cenários

Percebe-se que o Cenário I apresenta um desempenho superior aos demais cenários. O Cenário II, no primeiro ano de produção, apresenta maior retorno financeiro do que o Cenário I, entretanto reduz drasticamente a geração anual de fluxo de caixa a partir do segundo ano e finaliza com um VPL 6,64 % menor do que no Cenário I, com um ano a mais de operação. O Cenário III, por sua vez, evolui com valores ligeiramente menores do que o Cenário I, finalizando no ano 15 com um VPL 2,92 % abaixo do que o obtido pelo Cenário I. Desta forma, percebe-se que a inclusão de variáveis geometalúrgicas no Cenários II e III refletiu a complexidade das operações mineiras, havendo a elevação dos custos operacionais e a redução do VPL global do projeto. Não obstante, os parâmetros de produção e qualidade foram cumpridos, o que demonstra a flexibilidade do software na tomada de decisões.

A maior produção de minério foi alcançada pelo Cenário II (8,53 % a mais do que o Cenário I e II), porém demandando 16 anos de vida útil do projeto. Todos os cenários obtiveram produções anuais próximas à meta de 2 Mt.

Com relação à REM, a Figura 5 exibe uma visão ano a ano deste parâmetro.

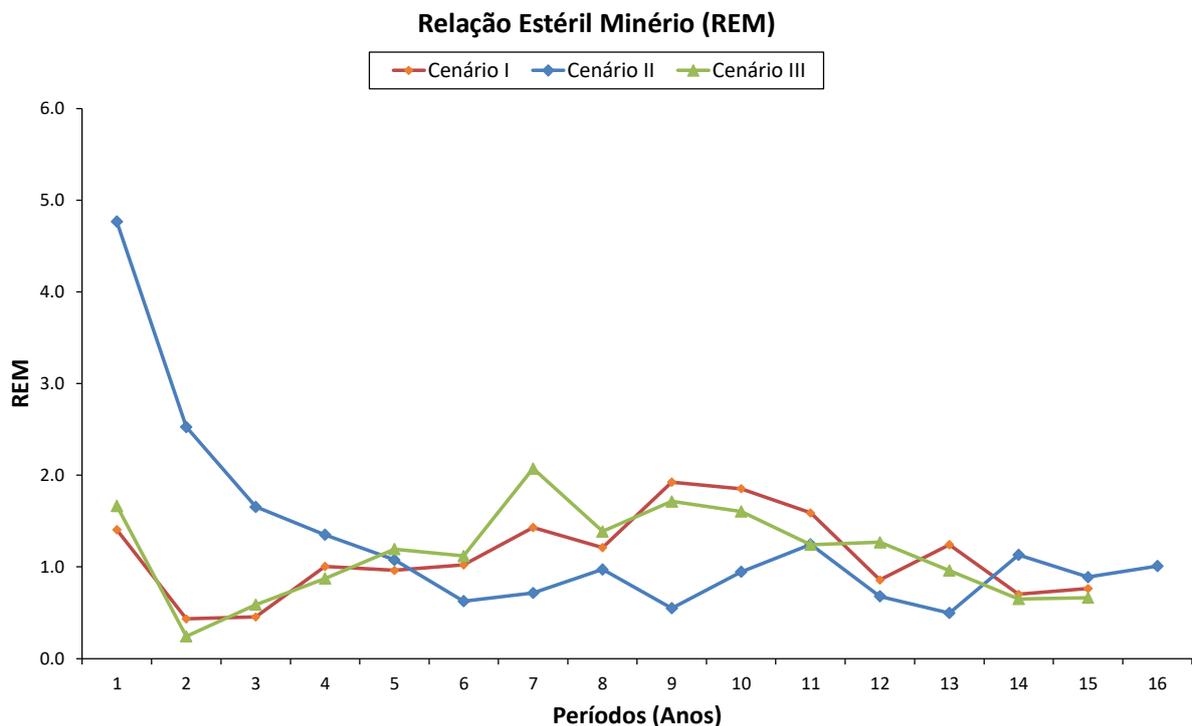


Figura 5 – REM ao longo do tempo

Verificou-se que, nos três cenários, a extração de estéril se iniciou em patamares mais altos (1,41 e 1,67 para os Cenários I e III, bem como 4,77 para o Cenário II). Para os cenários I e III, há uma redução abrupta para valores abaixo de 1,0 no ano 2, havendo uma nova ascensão deste patamar entre os períodos 7 e 9 (picos de 1,93 e 2,07, respectivamente), e a partir daí uma redução gradativa até finalizar em abaixo de 0,9. Para o Cenário II, a queda é mais suave, chegando ao ponto mínimo no ano 9 (0,55), subindo gradativamente e tendendo a manter-se próximo a 1,0 até o ano 16.

Uma observação relevante é o fato de, no primeiro ano, o Cenário II ter apresentado um VPL maior do que os Cenários I e III, apesar da REM ter sido significativamente maior. Pode-se justificar este comportamento do Cenário II pelo fato da extração, no primeiro ano, ter sido direcionada para blocos mais ricos. Portanto, as recuperações geradas pelas Equações 10 e 11 afetaram positivamente o VPL alcançado, compensando a retirada a maior de estéril.

Este comportamento indica que a estratégia adotada foi a intensificação do desenvolvimento nos primeiros anos, visando a antecipação de lucros ao projeto, e em seguida o direcionamento dos esforços para a lavra dos blocos mineralizados. A partir da segunda metade da vida do empreendimento, o desenvolvimento foi elevado de forma paulatina, o que permitiu a continuidade da lavra e a manutenção das produções requeridas de minério.

Percebe-se que a metodologia SDB executada pelos algoritmos do programa apresenta oscilações consideráveis da REM ao longo do tempo, o que certamente seria operacionalmente oneroso e de complexa operação. Portanto, há necessidade de aperfeiçoamento do programa em ferramentas de engenharia capazes de ajustar a extração de estéril em níveis mais estáveis.

A Figura 6 exibe a evolução do tempo de processamento da planta ao longo do tempo.

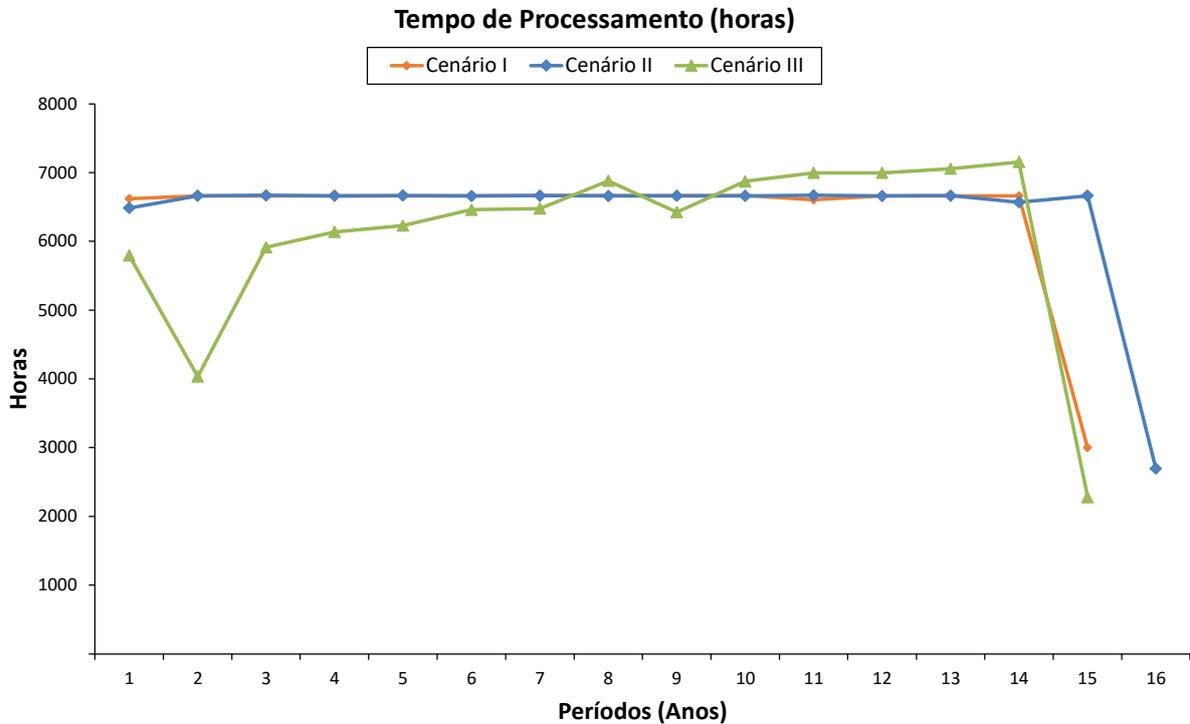


Figura 6 – Tempo de processamento da planta para os cenários estudados

Para os Cenários I e II, o tempo de processamento foi estável, próximo a 6.660 h ao longo de todos os anos, excetuando-se o ano 15 (Cenário I) e 16 (Cenário II), onde operou-se abaixo de 3.000 h em função da exaustão do minério a processar. Assim, não houve quaisquer gargalos na alimentação da planta para a consecução dos referidos cenários.

O Cenário III, por sua vez, operou a planta com tempos anuais baixos nos primeiros três anos, subindo gradativamente o tempo de processamento até atingir 7155 h no ano 14 e finalizando com 2.281 h no ano 15, indicando a exaustão do minério da mina. Como o modelo simulado previu variações significativas do padrão de tempo de processamento e custos de processo bloco a bloco conforme as litologias mineralizadas presentes, houve o gradativo aumento dos tempos demandados para o processamento do minério.

A Figura 7 apresenta os teores de ferro na alimentação da planta.

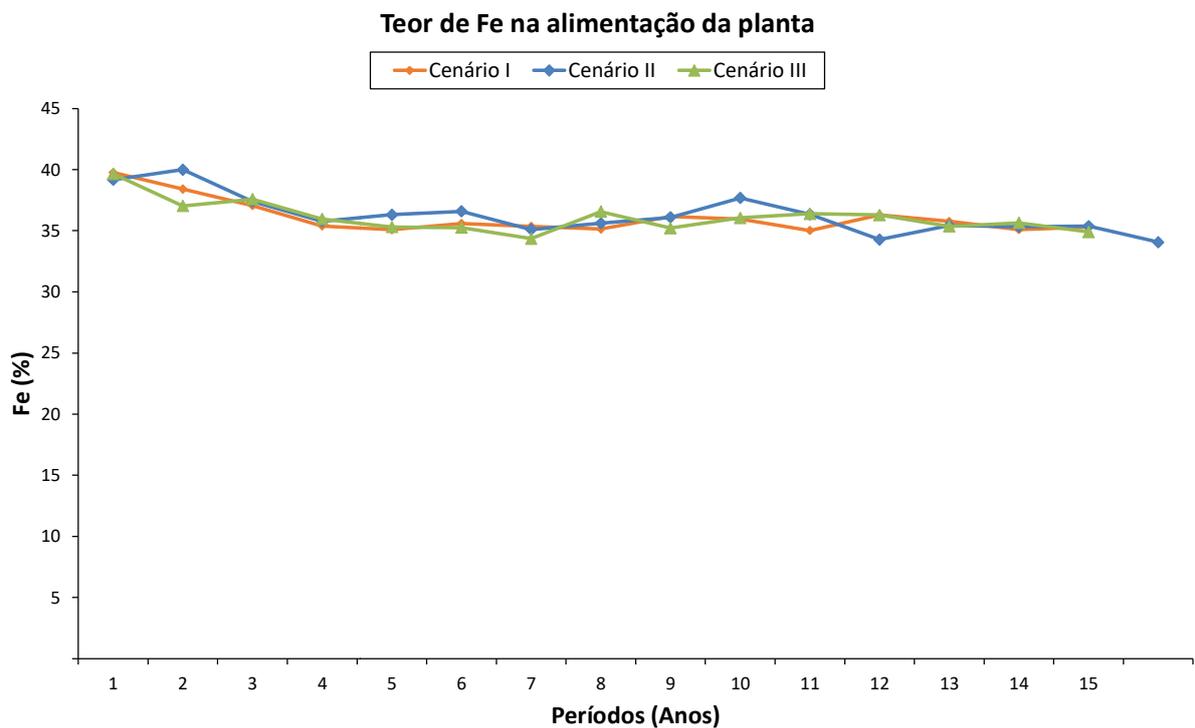
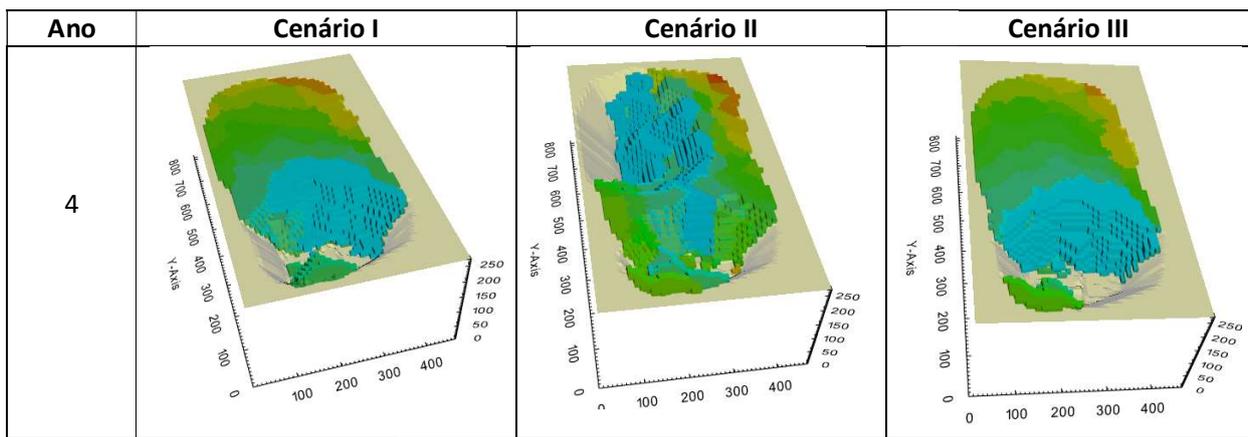


Figura 7 – Teor de Fe na alimentação da planta

Verifica-se que os teores de Fe da alimentação apresentaram uma leve tendência de queda ao longo do tempo, mas com média no centro do intervalo requerido de qualidade.

Configuração das cavas geradas

A Figura 9 apresenta algumas cavas geradas em determinados períodos de cada cenário.



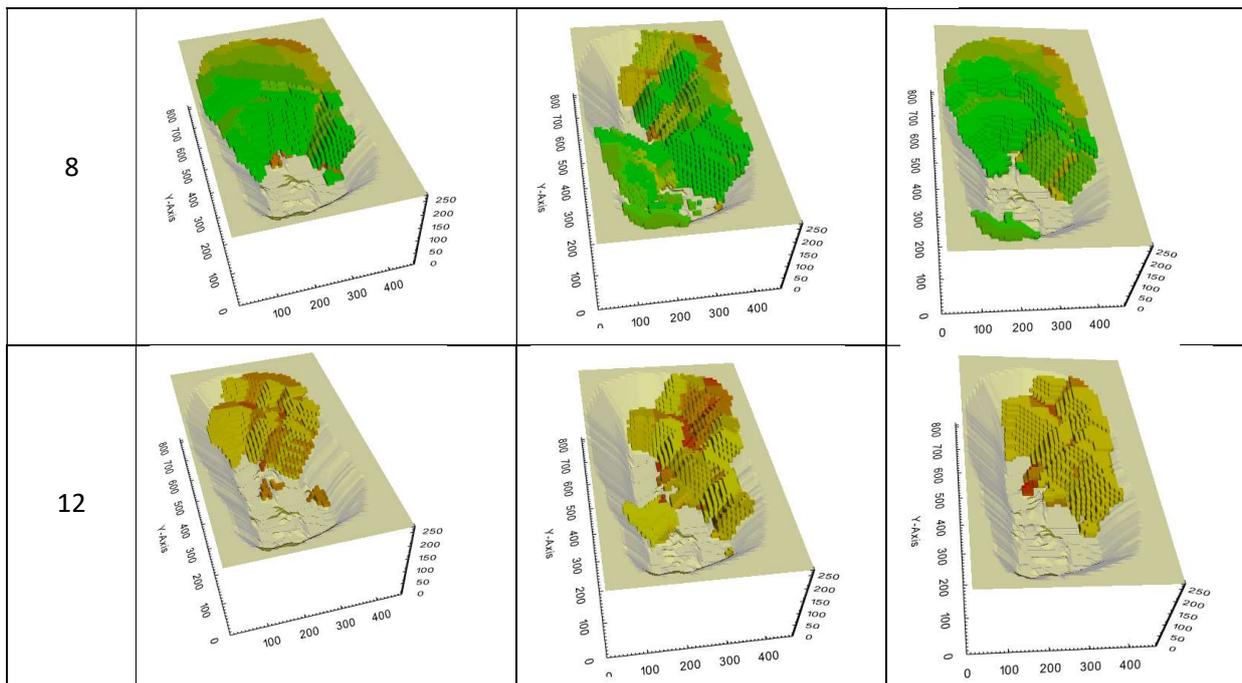


Figura 9 – Visão das cavas geradas nos anos 4, 8 e 12 dos cenários simulados

Uma constatação a ser destacada, observando-se as cavas, é o fato de o Cenário II abrir duas frentes de lavra, enquanto os Cenários I e III trabalham sempre com apenas uma frente. Pode-se explicar esse fato considerando que, no Cenário II, as recuperações são diretamente dependentes dos teores bloco a bloco. Com isso, o desenvolvimento de 2 frentes simultâneas de extração permite, ao software, a possibilidade de lavra de blocos mais distantes entre si, cujos teores trariam maiores ganhos financeiros. Esta questão é interrelacionada ao fato da REM dos primeiros anos do Cenário II ter apresentado valores mais altos do que as encontradas nos Cenários I e III.

Verifica-se algumas cavas intermediárias com geometria irregular, havendo quantidades pequenas de blocos separados da cava principal que trariam, certamente, dificuldades operacionais para a sua extração. Este comportamento notado no SDB relaciona-se com a avidez do algoritmo em extrair os blocos mais lucrativos. Ao contrário dos softwares que utilizam a metodologia LG e que possuem um desenvolvimento tecnológico consolidado em ferramentas de engenharia, o presente programa demanda estudos intensos para controlar aspectos como o descrito acima.

CONCLUSÃO

O presente trabalho demonstrou, de forma objetiva, a importância da inclusão de estudos geometalúrgicos no Planejamento de Lavra. Percebeu-se a flexibilidade da metodologia do Sequenciamento Direto de Blocos (SDB) em simular diferentes cenários, apresentando resultados importantes para a tomada de decisão em um empreendimento mineral.

De forma geral, a inclusão de variáveis geometalúrgicas trouxe desafios para a maximização do VPL do projeto. O Cenário I obteve um VPL acumulado de 84,65 MUSD, enquanto os Cenários II e III, respectivamente, resultaram em um VPL 6,64 % e 2,92 % a menor.

Os Cenários I, II e III apresentaram, com os parâmetros e restrições definidas inicialmente, produções anuais de minério próximas a 2 Mt. Entretanto, os resultados de VPL demonstraram que houve redução do retorno financeiro dentro das abordagens dos Cenários II e III, considerando maior complexidade dos modelos propostos. Ressalta-se que a introdução de variáveis geometalúrgicas traz maior aderência às situações que serão vivenciadas na prática operacional, trazendo assim a possibilidade de efetuar-se planejamentos mais assertivos.

Com relação à REM, o comportamento do Cenário II foi distinto em relação aos Cenários I e III. Para o mesmo, a extração de estéril nos primeiros 3 anos se mostrou em níveis muito superiores do que os outros cenários. Tal comportamento se justifica pela dependência direta entre os teores e recuperações, levando o algoritmo a abrir e desenvolver 2 frentes de lavra simultâneas no intuito de buscar blocos mais ricos e de alta recuperação. O software objetiva, desta forma, antecipar ganhos financeiros. Percebe-se, para todas as simulações, oscilações muito intensas da REM ao longo da LOM. Este comportamento, em um projeto real, traria instabilidade na operação da mina, o que indica a necessidade de estudos mais profundos no aperfeiçoamento de ferramentas de engenharia na metodologia SDB.

Analisando-se as cavas intermediárias de cada cenário, em alguns casos verifica-se configurações muito irregulares e de difícil concretização. Portanto, os softwares baseados no SDB necessitam de intensos desenvolvimentos em recursos de engenharia, para permitir condições operacionalmente mais adequadas para o sequenciamento de mina. Em contraponto, as ferramentas tradicionais de parametrização e geração de cavas aninhadas, consolidadas atualmente no mercado, já equacionaram estas questões.

AGRADECIMENTOS

Os autores agradecem a MiningMath pelo fornecimento da licença de software para este estudo, bem como a BNA Mining Solutions pela cessão do modelo de blocos utilizado. Os autores também agradecem o apoio financeiro do Conselho Nacional de Desenvolvimento Científico e Tecnológico (CNPq).

REFERÊNCIAS

- [1] HISTRULID, W.; & KUHTA, M. (2006) **Open pit mine – Planning & design**. 2v, Revised and extended, 2nd edition. Balkema, Rotterdam.
- [2] PONIEWIERSKI, J. (2019) **Block Model Knowledge for Mining Engineers – an Introduction**. Deswik Technical Report.
- [3] ELKINGTON, T., DURHAM, R. (2011) Integrated open pit pushback selection and production capacity optimization. *Journal of Mining Science*, v. 47, n. 2, p. 177-190.
- [4] LERCHS, H; GROSSMANN, L. (1965) Optimum design of open pit mines. **Canadian Mining and Metallurgical Bulletin**, v. LXVIII, p.17-24. Montreal, Canada.
- [5] JOHNSON, T. B. (1968) **Optimum open pit mine production scheduling**. Operations Research Department, University of California. Berkeley, p. 120f.

- [6] WITTLE, D.; WITTLE, J.; WHARTON, C.; HALL, G. (2005) **Strategic Mine Planning**. 8th Edition. Gemcom Software International Inc.
- [7] MARINHO, A. (2013) **Surface Constrained Stochastic Life-of-Mine Production Scheduling**. MSc Thesis. Montreal, Quebec, Canada: McGill University.
- [8] OTA, R. R. M.; MARTINEZ, L. A. (2017) **SimSched Direct Block Scheduler: A new practical algorithm for the open pit mine production scheduling problem**. Conference APCOM 2017, Volume 38. Golden, CO USA.
- [9] LEVINSON, Z.; DIMITRAKOPOULOS, R. (2019) Simultaneous stochastic optimisation of an open-pit gold mining complex with waste management. **International Journal of Mining, Reclamation and Environment**.
- [10] CAMPOS, P. H. A.; CABRAL, I. E.; ARROYO, C. E.; MORALES, N. (2018) Comparison between the application of the conventional mine planning and of the direct block scheduling on an open pit mine project. **REM International Engineering Journal**, Ouro Preto, 71(2), 269-274.
- [11] SOUZA, F. R.; BURGARELLI, H. R.; NADER, A. S.; ARROYO, C. E. A.; CHAVES, L. S.; CARVALHO, L. A.; TORRES, V. F. N. Direct block scheduling technology: Analysis of Avidity. (2018) **REM**, Int. Eng. J., Ouro Preto, 71 (1), 97-104.
- [12] MCKEE, D. J. (2013) **Understanding Mine to Mill**. In: The Cooperative Research Centre for Optimising Resource Extraction (CRC ORE), Australia.
- [13] MORALES, N.; SEGUEL, S.; CÁCERES, A.; JÉLVEZ, E.; ALARCÓN, M. (2019) Incorporation of Geometallurgical Attributes and Geological Uncertainty into Long-Term Open-Pit Mine Planning. **Minerals** 2019, 9, 108; doi:10.3390/min9020108.
- [14] DUNHAM, S.; VANN, J. Geometallurgy, geostatistics and project value: Does your block model tell you what you need to know? (2007) **Australasian Institute of Mining and Metallurgy Publication Series**, n. June, p. 189–196.
- [15] KUMHAL, M. (2011) Incorporating geo-metallurgical information into mine production scheduling. **Journal of the Operational Research Society** (2011) 62, p.p. 60-68.
- [16] MININGMATH. (2021) **MiningMath Tutorial**. Disponível em: <https://sites.google.com/miningmath.com/tutorial-simsched/miningmath-tutorial?authuser=0>. Acessado em 05/01/2021.
- [17] BNA Mining Solutions. (2021) **Modelo de Blocos para fins acadêmicos**. Relatório interno.