

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas

Tese de Doutorado

METODOLOGIA PARA UTILIZAÇÃO DA ENERGIA ESPECÍFICA DE
COMINUIÇÃO NO PLANEJAMENTO DE LAVRA

Autor: Jônatas Franco Campos da Mata
Orientador: Professor Dr. Douglas Batista Mazzinghy
Coorientador: Professor Dr. Alizeibek Saleimen Nader

Setembro de 2022

Jônatas Franco Campos da Mata

METODOLOGIA PARA UTILIZAÇÃO DA ENERGIA ESPECÍFICA DE
COMINUIÇÃO NO PLANEJAMENTO DE LAVRA

Tese de Doutorado apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais, como requisito parcial para obtenção do título de Doutor em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas.

Área de concentração: Tecnologia Mineral

Orientador: Professor Dr. Douglas Batista Mazzinghy

Coorientador: Professor Dr. Alizeibek Saleimen Nader

Belo Horizonte
Universidade Federal de Minas Gerais
Escola de Engenharia

2022

FICHA CATALOGRÁFICA

M425m	<p>Mata, Jônatas Franco Campos da. Metodologia para utilização da energia específica de cominuição no planejamento de lavra [recurso eletrônico] / Jônatas Franco Campos da Mata. – 2022. 1 recurso online (174 f.: il., color.): pdf.</p> <p>Orientador: Douglas Batista Mazzinghy. Coorientador: Alizeibek Saleimen Nader.</p> <p>Tese (doutorado) - Universidade Federal de Minas Gerais, Escola de Engenharia.</p> <p>Anexos: f. 161-174.</p> <p>Bibliografia: f. 148-160. Exigências do sistema: Adobe Acrobat Reader.</p> <p>1. Engenharia de minas - Teses. 2. Tecnologia mineral - Teses. 3. Cominuição (Beneficiamento de minério) - Teses. 4. Sequenciamento direto de blocos - Teses. I. Mazzinghy, Douglas Batista. II. Nader, Alizeibek Saleimen. III. Universidade Federal de Minas Gerais. Escola de Engenharia. IV. Título.</p> <p style="text-align: right;">CDU: 622(043)</p>
-------	---

FOLHA DE APROVAÇÃO



UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
ESCOLA DE ENGENHARIA
Programa de Pós-Graduação em Engenharia
Metalúrgica, Materiais e de Minas



A tese intitulada "Metodologia para Utilização da Energia Específica de Cominuição no Planejamento de Lavra", área de concentração: Tecnologia Mineral, apresentada pelo candidato **Jonatas Franco Campos da Mata**, para obtenção do grau de Doutor em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas, foi aprovada pela comissão examinadora constituída pelos seguintes membros:

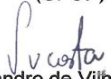

Dr. Douglas Batista Mazzinghy
Orientador (UFMG)


Dr. Alzeibek Saleimen Nader
Corientador (UFMG)


Dr. Giorgio Francesco Cesare de Tomi
(USP)


Dr. Ricardo Alves da Silva
(UFVJM)


Dr. Carlos Enrique Arroyo Ortiz
(UFOP)


Dr. Leandro de Vilhena Costa
(UFCAT)


Coordenador do Programa de Pós-Graduação em
Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas/UFMG

Belo Horizonte, 22 de setembro de 2022

À minha esposa Rosângela e minhas filhas Luiza,
Júlia e Marina pelo carinho, compreensão e apoio
ao longo desta caminhada.

AGRADECIMENTOS

A Deus, por estar sempre comigo e me fortalecer em todos os momentos.

A meus pais, irmãos, esposa e filhas, pelo carinho e compreensão constantes.

A meus amigos e demais familiares, próximos ou distantes, que me influenciaram e apoiaram nessa trajetória.

Aos professores orientadores Douglas Mazzinghy e Beck Nader, pelas importantes considerações dirigidas ao aprimoramento de minhas pesquisas, e principalmente pela amizade e orientações em todos os momentos desta caminhada.

A todos os professores do DEMIN UFMG, pelos preciosos ensinamentos que contribuíram para a minha carreira como Engenheiro de Minas e, nos últimos 8 anos, professor universitário.

A MiningMath, pela cessão da licença do programa de Planejamento de Lavra, essencial para o desenvolvimento de minhas pesquisas.

Ao Conselho Nacional de Desenvolvimento Científico e Tecnológico (CNPq), pela concessão da bolsa de doutorado que permitiu a concretização deste trabalho.

Ao PPGEM e de forma especial aos professores, ao coordenador e à secretária do programa, Maria Aparecida Pacheco, pela presteza no atendimento, sempre que necessário.

Aos colegas professores e técnicos administrativos do Instituto de Engenharia, Ciência e Tecnologia (IECT), da Universidade Federal dos Vales do Jequitinhonha e Mucuri (UFVJM), Campus Janaúba, pelo companheirismo e parceria nestes primeiros 3 anos de exercício como professor do curso de Engenharia de Minas.

“Se cheguei até aqui foi porque me
apoei no ombro de gigantes.”

Isaac Newton

RESUMO

O planejamento estratégico de mina é fundamental para o sucesso de um projeto de mineração. A otimização global é uma metodologia advinda do Sequenciamento Direto de Blocos (SDB), apresentando formulações capazes de apresentar a cava final e o sequenciamento de mina em uma etapa única. Na literatura, há poucos trabalhos que consideram a variável geometalúrgica energia específica de cominuição no planejamento de lavra. A utilização desta variável permite maior confiabilidade às tomadas de decisão, pois a competência da rocha influencia os custos operacionais. A presente pesquisa desenvolveu uma metodologia para a utilização da energia específica de cominuição. Foram desenvolvidos 6 cenários: A1, A2 e A3, que utilizaram o modelo de blocos Marvin; B1, B2 e B3, construídos através de um modelo de propriedade da BNA Mining Solutions. O A1 detalhou estratégias para maximizar o Valor Presente Líquido (VPL) e atender as restrições operacionais do depósito. O cenário A3 obteve ganhos em VPL e produção de 9,66 % e 5,18 %, respectivamente, em relação ao A2 graças à pilhas de estocagem de minério e movimentações de massa fixas para diferentes períodos. O cenário B2, que considerou variáveis geometalúrgicas, encontrou resultados inferiores de VPL e produção em, respectivamente, 13,57 % e 6,97 % em comparação ao cenário B1, onde tais variáveis não foram levadas em conta, acarretando baixa confiabilidade e aderência à realidade operacional. Por outro lado, o B3 obteve ganhos de 5,84 % em VPL e 5,45 % em produção relativamente ao B2, devido à utilização de pilhas de estocagem de minério e faixas de movimentação de massa fixas em determinados períodos.

Palavras-chave: Planejamento estratégico de lavra, Energia específica, Sequenciamento direto de blocos, Otimização global.

ABSTRACT

Strategic mine planning is critical to the success of a mining project. Global optimization is a methodology derived from Direct Block Scheduling (DBS), presenting formulations capable of presenting the final pit and mine sequencing in a single step. In the literature, there are few studies that consider the geometallurgical variable comminution specific energy in mine planning. The use of this variable allows greater reliability in decision making, as the rock hardness influences the operational costs. The research developed a methodology for the use of the comminution specific energy. Six scenarios were developed: A1, A2 and A3, which used the Marvin block model; B1, B2 and B3, built using a model owned by BNA Mining Solutions. A1 detailed strategies to maximize the Net Present Value (NPV) and meet the operational constraints of the deposit. The A3 scenario obtained gains in NPV and production of 9.66% and 5.18%, respectively, compared to A2 due to ore stockpiles and fixed mass movement for different periods. The B2 scenario, that considered geometallurgical variables, found lower NPV and production results in, respectively, 13.57% and 6.97% were compared to scenario B1, where such variables were not taken into account, resulting in low reliability and adherence to operational reality. On the other hand, B3 obtained gains of 5.84% in NPV and 5.45% in production compared to B2, due to the use of ore stockpiles and fixed mass movement ranges in certain periods.

Keywords: Strategic mine planning, Specific energy, Direct block scheduling, Global optimization.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1.1 – Comparação entre LG e SDB (adaptado de MORALES <i>et al.</i> , 2015).....	20
Figura 2.1 – Ciclo de vida de um empreendimento mineral (adaptado de HUSTRULID e KUCHTA, 2006)	24
Figura 2.2 – Análise da capacidade de influência nos custos de um projeto mineral (adaptado de HUSTRULID e KUCHTA, 2006)	26
Figura 2.3 – Fatores que influenciam o planejamento de lavra (adaptado de BAZANTE, 2004).....	27
Figura 2.4 – Representação tridimensional de um modelo de blocos (adaptado de PONIEWIERSKI, 2019).....	33
Figura 2.5 – Discretização de um depósito em blocos regulares (WRIGHT, 1990)	33
Figura 2.6 – Representação computacional de um modelo de blocos (PONIEWIERSKI, 2019).....	34
Figura 2.7 – Inter-relação entre planejamento de lavra e estudos geometalúrgicos (Adaptado de CURI, 2014).....	37
Figura 2.8 – Integração entre geometalurgia e áreas estratégicas da mineração	38
Figura 2.9 – Fases de implementação de um programa geometalúrgico (Adaptado de SGS MINERAL SERVICES, 2013).....	39
Figura 2.10 – Matriz de classificação de programas geometalúrgicos (adaptado de LISHCHUK e PETTERSSON, 2021)	40
Figura 2.11 – Abordagem geometalúrgica para o modelamento de variáveis relacionadas a mecanismos de quebra (adaptado de LAMBERG, 2011).....	41
Figura 2.12 – Exemplo demonstrativo da blendagem de dois blocos com variáveis aditivas (teor e densidade) e variável não aditiva (<i>BWI</i>)	45

Figura 2.13 – Modelo de blocos com variáveis geometalúrgicas (adaptado de LAMBERG, 2011).....	46
Figura 2.14 – Comparativo entre abordagens distintas para um modelo de blocos	48
Figura 3.1 – Etapas de desenvolvimento da pesquisa.....	93
Figura 3.2 – Modelo de blocos de um depósito de minério de ferro	98
Figura 3.3 – Distribuição de teores ao longo das litologias do modelo BNA	99
Figura 3.4 – Estratificação de faixas de teores no modelo BNA	99
Figura 3.5 – Curvas de correlação de teor e recuperação	101
Figura 3.6 – Recuperações do modelo de blocos.....	101
Figura 3.7 – Estratificação das recuperações de processo	102
Figura 3.8 – Energias específicas ao longo do modelo de blocos	103
Figura 3.9 – Detalhamento das energias específicas do modelo	103
Figura 4.1 – Evolução do VPL durante a vida útil do projeto	113
Figura 4.2 – Minério e REM ao longo da vida útil do projeto	114
Figura 4.3 – Evolução da movimentação global de massa	115
Figura 4.4 – Cavas geradas nos anos 4, 8, 12 e 16	116
Figura 4.5 – Evolução do VPL para os cenários desenvolvidos.....	122
Figura 4.6 – Produção de Minério e REM – A2 e A3	123
Figura 4.7 – Evolução da Massa Global Movimentada e estocagem de minério.....	124
Figura 4.8 – Evolução das cavas nos anos 6, 12 e 18 para GeoMet1 e GeoMet2	125
Figura 4.9 – Tempo de processamento no modelo de blocos BNA	129
Figura 4.10 – Detalhamento de intervalos do tempo de processamento	129
Figura 4.11 – Evolução comparativa do VPL – cenários B1, B2 e B3	132
Figura 4.12 – Produção de Minério / Estéril e REM – B1.....	133

Figura 4.13 - Produção de Minério / Estéril e REM – B2	133
Figura 4.14 – Produção de Minério / Estéril e REM – B3.....	134
Figura 4.15 – Massa movimentada global – B1, B2 e B3	136
Figura 4.16 – Cavas geradas nos anos 4, 8, 12 e 16 – B1.....	137
Figura 4.17 – Cavas geradas nos anos 4, 8, 12 e 16 – B2.....	137
Figura 4.18 – Análise comparativa do teor de Fe – B1 e B2.....	138

LISTA DE TABELAS

Tabela 2.1 – Comparativo entre os tipos de planejamento de lavra	32
Tabela 2.2 – Comparativo entre diferentes abordagens para um modelo de blocos	49
Tabela 3.1 – Cenários desenvolvidos por modelo de blocos	95
Tabela 4.1 – Comparativo de tempos de processamento e custos de processo	108
Tabela 4.2 – Restrições Operacionais do Cenário A1	110
Tabela 4.3 – Parâmetros de Entrada do Cenário A1	111
Tabela 4.4 – Resultados da Simulação do Cenário A1	112
Tabela 4.5 – Restrições Operacionais dos Cenários A2 e A3	119
Tabela 4.6 – Parâmetros de Entrada dos Cenários A2 e A3	120
Tabela 4.7 – Resultados dos Cenários A2 e A3	121
Tabela 4.8 – Restrições e Parâmetros Econômicos do B1	127
Tabela 4.9 – Custos de processo por litologia – Cenários B2 e B3	128
Tabela 4.10 – Resultados dos Cenários B1, B2 e B3	131
Tabela 4.11 – Resultados globais de todos os cenários	141

LISTA DE NOTAÇÕES

A e b = parâmetros adimensionais

A_i = índice de abrasão

Al = teor de alumínio

A_x, A_y = coeficientes arbitrados para as restrições laterais gerais

$b \in B$ = conjunto de blocos b

$b' \in B_b$ = conjunto de blocos b' que precede os blocks

BWI = *Ball Work Index*

c = constante de profundidade relacionada com cada ação da mineração

C_M = custo de transporte

C_P = custo de processamento

C_s = custos decorrentes das etapas do produto e comercialização

CWI = *Crusher Work Index*

D = espessura média da amostra

DTM = determinação de tempo de moagem

d = densidade do minério

E_b = energia necessária para fragmentar uma determinada partícula

E_{CS} = energia consumida na cominuição

E_{SPI} = energia específica de ensaios *SPI*

FC_t = fluxo de caixa em determinado período t

Fe = teor de ferro no ROM

F_{80} = malha que permite a passagem de 80 % da massa da alimentação da moagem

IM = Índice de Moabilidade

g = constante gravitacional

g_{metal} = teor do metal

h = altura do peso acima da amostra

H_c = horas previstas por dia para operação

HE = percentual de hematita especular na alimentação da flotação

HM = percentual de hematita martítica na alimentação da flotação

i = taxa de desconto (%)

I = número sequencial das linhas (desde $i = 1$ até $i = I$)

j = número sequencial das colunas (desde $j = 1$ até $j = J$)

K e m : constantes de propriedade da MinnovEX

M = massa do peso cadente

m_{ij} = benefício individual de cada bloco

M_B = massa do bloco

M_{ij} = benefício cumulativo

n = número de períodos

N_d = número de dias programados para operação por ano

N_x = número de blocos na dimensão x

N_y = número de blocos na dimensão y

P = potência instalada da usina de processamento mineral

p_b = lucro obtido pela extração e processamento do bloco b

\bar{p}_{btd} = lucro obtido pela extração (e processamento) do bloco b (para o período t e/ou enviado para a destinação d)

P_i = abertura da malha-teste

P_{ij} = blocos posicionados nas linhas i e colunas j

$P_{i-1,j-1}$ = bloco situado na diagonal superior em relação ao bloco P_{ij}

$P_{i,j-1}$ = bloco à esquerda do bloco

P_{ij} = bloco situado na diagonal inferior em relação ao bloco P_{ij}

P_{metal} = preço de venda do metal

P_{oj} = blocos posicionados na linha de ar, cujos benefícios são nulos

PPC = perda por calcinação no ROM

$Process$ = valor econômico de blocos de minério

P_{80} = malha que permite a passagem de 80 % da massa do produto da moagem

\bar{q}_{brd} = quantidade de recurso operacional r utilizado na extração e, se aplicável, no processamento do block b (quando enviado para a destinação d)

R = rendimento operacional

RA = retido acumulado na malha de 3/8"

R_{Cu} = recuperação de Cu

RE = requerimento energético

R_{Fe} = recuperação de processo

r_{metal} = recuperação do metal

R_{Au} = recuperação de Au;

R_{rt} = disponibilidade mínima de recurso operacional r no período de tempo t

\bar{R}_{rt} = disponibilidade máxima de recurso operacional r no período de tempo t

$r \in R$ = conjunto de recursos operacionais r

SC_{Au} = custo de venda de Au

SC_{Cu} = custo de venda de Cu

SE = energia específica por bloco

SP_{Cu} = preço de venda de Cu

SP_{Au} = preço de venda de Au

SPI = SAG Power Index

T = taxa horária de alimentação

t_{Au} = teor de Au

t_{Cu} = teor de Cu (%)

t_{Fe} = teor de Fe

T_P = tempo de processamento

T_{GP} = tempo global de processamento

$t \in T$ = conjunto de períodos t

t_{10} = percentual passante em um décimo do tamanho original médio das partículas de cada lote

V_B = volume do bloco

VEB = valor econômico do bloco

V_i = valor econômico do bloco i

VPL = valor presente líquido

$VPLA$ = valor presente líquido anualizado

$x_{bt} = 1$ o bloco b for extraído período de tempo t , 0 caso contrário

X_i = bloco i extraído

X_j = bloco precedente a X_i

y_{bdt} = quantidade de blocos b enviados para a destinação d no período de tempo t

z_{ln} = elevação adjacente ao z_{ij}

α = ângulo de queda do pêndulo

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO.....	18
1.1 Motivação e Importância do Tema.....	21
1.2 Objetivo.....	21
2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	22
2.1 Particularidades do Planejamento de Lavra.....	27
2.2 Modelo de Blocos.....	32
2.3 Geometalurgia Aplicada ao Planejamento Estratégico de Lavra.....	36
2.4 Planejamento de Lavra Tradicional.....	70
2.5 Sequenciamento Direto de Blocos (SDB).....	71
2.6 Metodologia de Otimização Global.....	77
2.7 Avidéz por Blocos e Suas Consequências para SDB e Otimização Global.....	88
3. METODOLOGIA.....	93
3.1 Etapa 1.....	93
3.2 Etapa 2.....	94
3.3 Etapa 3.....	104
4. RESULTADOS E DISCUSSÃO.....	106
4.1 Metodologia para Utilização da Variável Energia Específica no Planejamento de Lavra.....	106
4.2 Desenvolvimento de Cenários de Planejamento de Lavra.....	109
4.3 Cenários que Utilizaram o Modelo de Blocos Marvin.....	110
4.4 Cenários que Utilizaram o Modelo de Blocos da BNA Mining Solutions.....	127
5. CONCLUSÕES.....	142
6. CONTRIBUIÇÕES ORIGINAIS AO CONHECIMENTO	145
7. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS	146
8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	147
ANEXO – Tutorial passo-a-passo do desenvolvimento de cenários no MiningMath	

1. INTRODUÇÃO

O planejamento estratégico de lavra contempla atividades essenciais para o aprimoramento dos resultados econômicos e de aproveitamento dos recursos minerais de um depósito mineral. Através de metodologias específicas e de acordo com restrições técnicas, operacionais e ambientais, são definidas a cava final e o sequenciamento de mina (HUSTRULID e KUCHTA, 2006).

O planejamento de lavra deve atender, entre outras premissas, quantidade e qualidade do *Run-Of-Mine* (ROM) requerido pela usina de beneficiamento mineral e custos operacionais de extração e transporte de minério e estéril dentro de faixas aceitáveis (HUSTRULID & KUCHTA, 2006). De acordo com Jerez, Featherstone e Scheepers (2003), um desafio cada vez mais presente é a tendência de escassez de minérios menos complexos e de alto teor. Portanto, a mineração precisa desenvolver novas tecnologias de planejamento, lavra e processamento de depósitos minerais mais complexos e mais pobres, mantendo assim níveis adequados de rentabilidade financeira.

Neste ínterim, a geometurgia permite o estudo e entendimento das características geológicas de cada depósito mineral e sua resposta no empreendimento, orientando as atividades de planejamento estratégico de lavra (DOMINY *et al.*, 2018). Trata-se de uma disciplina que envolve áreas multidisciplinares distintas, permitindo que as informações advindas de cada litologia sejam utilizadas para ajustes no desempenho operacional da lavra e, por conseguinte, sejam obtidos ganhos no VPL e demais resultados do projeto (BAYRAKTAR, 2014; PARIAN, 2017).

Tradicionalmente, o principal parâmetro norteador do planejamento de lavra é o teor do elemento útil. Neste contexto, o engenheiro de minas busca a estabilização dos teores de alimentação da usina, visando o atingimento dos produtos dentro das

especificações exigidas pelo mercado. No entanto, existem outras características, intrínsecas a cada tipologia mineral, que influem no desempenho de cada bloco de lavra. Pode-se citar, por exemplo, a energia específica para a cominuição de rochas alimentadas na usina de beneficiamento. Em função da variabilidade tipológica do depósito mineral, podem ocorrer variações da energia específica e, conseqüentemente, alterações significativas no desempenho da britagem e moagem, dependendo das frentes de lavra em extração (DUNHAM e VANN, 2007). O estudo geometalúrgico, neste caso, é fundamental para o modelamento destes fatores de desempenho, incluindo-os na função matemática que maximiza o lucro esperado na extração dos blocos de lavra (ARROYO, 2014).

A inclusão das variáveis geometalúrgicas traz, ao modelo de blocos do depósito, maior confiabilidade ao planejamento estratégico de lavra e previsões mais assertivas de produção e rentabilidade financeira (LISHCHUK e PETERSON, 2021). Os índices de cominuição são parâmetros que permitem estimar a energia específica consumida nas operações de cominuição mineral, como britagem e moagem (LUZ, FRANÇA e BRAGA, 2018). Estes índices podem ser utilizados em modelos de blocos, permitindo assim a consideração da variável energia específica nos cenários de planejamento de mina.

Lerchs e Grossman (1965) foram pioneiros na concepção de uma metodologia para o planejamento de lavra, considerando a seguinte sequência: construção do modelo de blocos, definição da cava final, delimitação de avanços de lavra (*pushbacks*) e sequenciamento da lavra. Esta metodologia sofreu diversos aperfeiçoamentos ao longo do tempo, sendo utilizada pela maioria das mineradoras. No entanto, tal tecnologia possui limitações, sendo a principal delas a consideração da extração de todos os blocos em um mesmo intervalo de tempo, mascarando o valor real do retorno financeiro (SOUZA,

2016).

Nos últimos anos a evolução da capacidade de armazenamento e processamento dos computadores permitiu a introdução de novas técnicas, como o Sequenciamento Direto de Blocos (SDB). Tal metodologia, idealizada por Johnson (1968), simplifica as operações do planejamento tradicional, definindo simultaneamente a cava ótima e o sequenciamento de lavra. Além disso, esta abordagem define uma sequência de extração dos blocos que maximiza o resultado financeiro da lavra e considera a aplicação de uma taxa de desconto durante o sequenciamento da lavra (GUIMARÃES & MARINHO, 2014). A Figura 1.1 demonstra, de forma esquemática, uma comparação entre as metodologias LG e SDB.

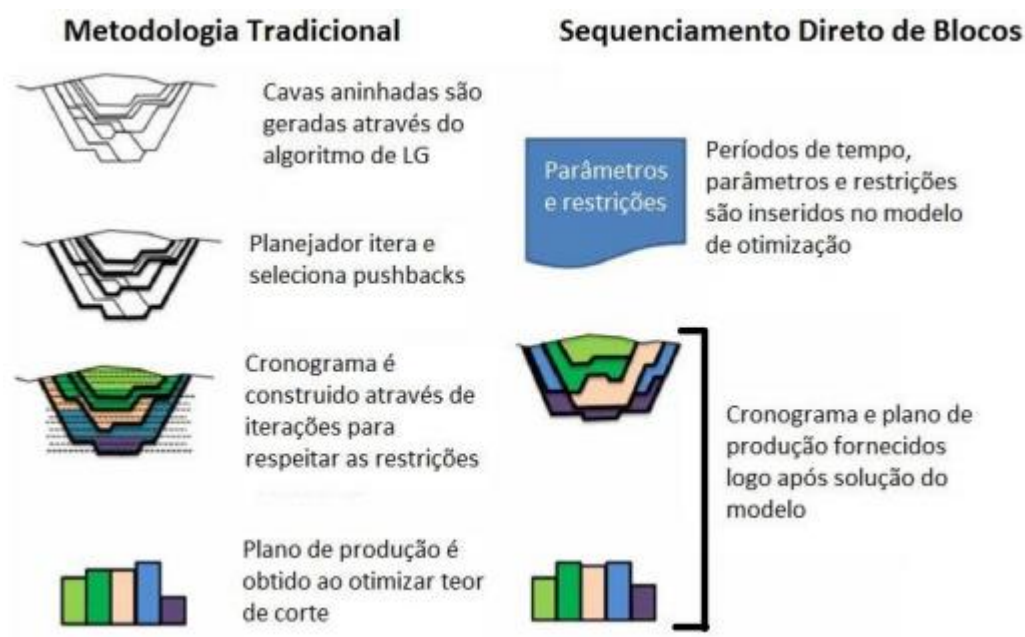


Figura 1.1 – Comparação entre LG e SDB (adaptado de MORALES *et al.*, 2015)

Segundo Almeida (2013), o SDB possui algoritmos que consideram cada bloco individualmente, aplicando a taxa de desconto conforme o sequenciamento de mina e definindo, de acordo com o valor econômico calculado, seu destino conforme as seguintes alternativas: usina de beneficiamento, depósito de estéril, estoque intermediário ou

permanecer *in situ*.

Na literatura, verifica-se uma carência de pesquisas desenvolvidas para a inclusão da variável geometalúrgica energia específica de cominuição no modelo de blocos e sua influência no planejamento estratégico de lavra.

1.1 Motivação e Importância do Tema

A pergunta a ser respondida neste trabalho é: por que, usualmente, o planejamento de lavra não inclui as variáveis geometalúrgicas, mesmo quando essa informação está disponível? O autor considera que um dos motivos pelos quais o planejamento da lavra não atinge seus objetivos se deve à simplificação que atualmente é feita, desconsiderando a energia específica de cominuição dos blocos. Através da energia específica, é possível estimar a taxa de alimentação (t/h) da usina e, desta forma, atender ao planejamento de produção anual. Portanto, a proposição de uma metodologia para utilização da energia específica no planejamento estratégico de lavra pode embasar a mudança deste paradigma junto aos planejadores de lavra.

1.2 Objetivo

O objetivo deste trabalho é desenvolver uma metodologia para utilização da variável geometalúrgica energia específica de cominuição no planejamento de lavra.

2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Segundo Hustrulid e Kuchta (2006), a mineração representa um conjunto de atividades que envolvem a extração e aproveitamento econômico de bens minerais, de forma a maximizar o fluxo de caixa do empreendimento. O planejamento de lavra, por sua vez, é a disciplina responsável pela organização global destas atividades, considerando o entendimento da distribuição geológica dos teores dos elementos úteis ao longo do depósito mineral, além de outros parâmetros. O fato destas informações serem obtidas e processadas através de amostras pontuais de rocha, espaçadas de grandes distâncias entre si, traz incertezas intrínsecas sobre sua confiabilidade. Portanto, as abordagens a serem utilizadas devem levar em conta estas incertezas, de forma a possibilitar um retorno financeiro o maior possível ao longo da vida útil do projeto.

O aproveitamento racional de recursos minerais demanda determinados processos. Tais atividades podem ser agrupadas em fases, quais sejam: prospecção e pesquisa mineral, desenvolvimento e lavra de mina, beneficiamento mineral e fechamento da mina. Cada uma destas fases é dependente de diversos fatores (CURI, 2014):

- características naturais e geológicas dos corpos de minério: tipologia e mineralogia dos bens minerais, distribuição no espaço, topografia regional e local, hidrogeologia e aspectos metalúrgicos;
- fatores econômicos: custos de investimento e custeio operacional, taxas de produção e demanda, questões mercadológicas;
- questões legais: regulamentações governamentais, atendimento à órgãos de fiscalização ambiental e outras;

- aspectos tecnológicos e geotécnicos: equipamentos a serem utilizados, parâmetros de ângulo de talude, largura das bermas e altura de bancadas, dentre outros.

Segundo Hustrulid e Kuchta (2006), todo empreendimento mineral existe para atender a uma demanda por bens minerais à sociedade. Portanto, uma vez identificada esta demanda, os investidores deverão efetuar aportes financeiros para a pesquisa mineral (prospecção e exploração), a fim de descobrir e detalhar um depósito mineral. Caso a pesquisa mineral seja, em nível satisfatório, conclusiva relativamente ao potencial econômico da jazida mineral, faz-se necessária a realização de estudos prévios para a viabilização do projeto. A próxima fase será a implantação do empreendimento, considerando atividades como: aquisição de equipamentos, materiais e insumos; construção de edificações e instalações físicas; contratação e treinamento de mão-de-obra especializada; *start-up* e *ramp-up*. Após a implantação do processo produtivo, a operação consistirá nas seguintes atividades principais: desenvolvimento e lavra de mina, beneficiamento mineral, atendimento à legislação ambiental (armazenamento controlado de estéreis e rejeitos, recuperação de áreas degradadas e fechamento de mina), expedição e venda de produtos. Para a perenização da empresa, parte dos lucros deve ser reinvestido na expansão das reservas minerais existentes ou na descoberta de novas jazidas, replicando-se assim as atividades citadas acima. Ressalta-se que a empresa deve, a todo momento, estar atenta a avanços tecnológicos, permitindo assim a atualização de metodologias e equipamentos e obtendo-se ganhos financeiros importantes. A Figura 2.1, a seguir, apresenta o ciclo de vida de um empreendimento mineral.

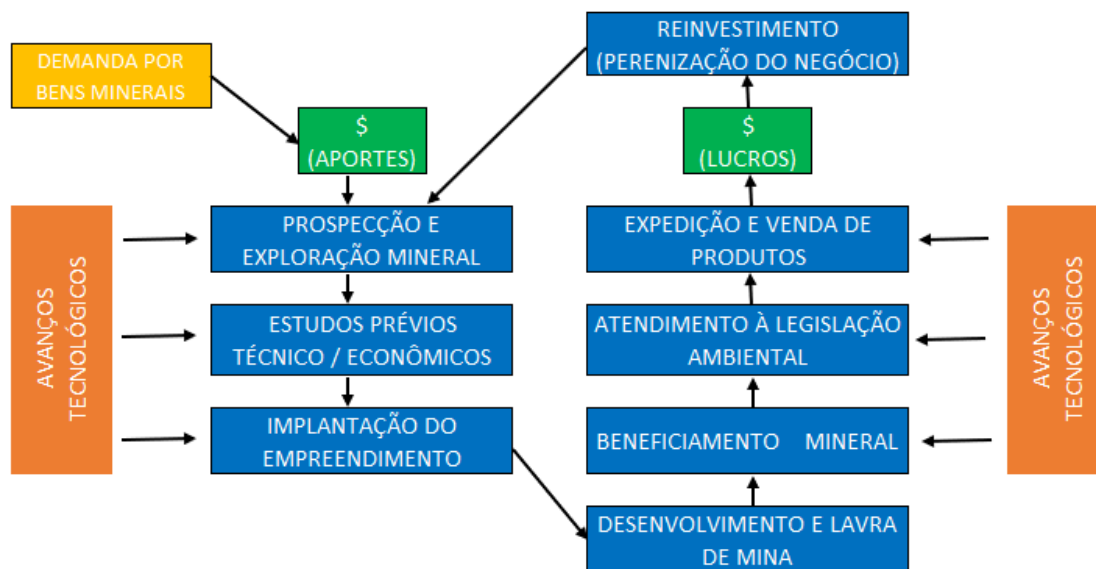


Figura 2.1 – Ciclo de vida de um empreendimento mineral (adaptado de HUSTRULID e KUCHTA, 2006)

Um projeto mineral demanda estudos prévios detalhados, que permitirão, aos investidores, o aporte dos investimentos com a minimização das incertezas inerentes a este empreendimento. Pode-se citar três estudos essenciais: estudo conceitual, estudo preliminar e estudo de viabilidade (LEE, 1984 *apud* HUSTRULID e KUCHTA, 2006).

O estudo conceitual se traduz na formalização de ideias preliminares do projeto, e sua posterior tradução em uma proposta concreta de um novo empreendimento. Nesta etapa, faz-se necessário a utilização de metodologias para estimar os custos de investimentos e o fluxo de caixa, além da realização de *trade-offs* para comparar diferentes alternativas tecnológicas. O objetivo desta fase é a concepção e desenvolvimento inicial do plano de negócios da empresa. Neste ínterim, um erro de precisão em torno de 30 % nas estimativas de custos é aceitável. Comumente, os custos gastos com o estudo conceitual equivalem a uma faixa entre 0,1 a 0,3 % dos custos globais de investimento do projeto (LEE, 1984 *apud* HUSTRULID e KUCHTA, 2006).

O estudo preliminar, fase seguinte ao estudo conceitual, permite à alta administração uma análise mais detalhada do referido projeto, permitindo a percepção dos seus aspectos críticos e direcionando avaliações mais profundas para estes, caso seja necessário. Neste estudo, devem ser explicitados, dentre outros tópicos: objetivos, conceitos e definições técnica, informações gerais, produções e qualidades previstas dos produtos, programação das atividades de desenvolvimento, lavra, beneficiamento mineral e expedição de produtos, fluxos de caixa de investimentos e custos operacionais, estimativas de receitas previstas, bem como pagamentos de impostos e custos financeiros. O nível de precisão esperado é mais alto do que o fornecido pelo estudo conceitual. Comumente, o erro aceitável nas estimativas se situa em torno de 20 %. Os custos necessários para a realização deste estudo, em média, oscilam entre 0,2 % a 0,8 % do custo de investimento (LEE, 1984 *apud* HUSTRULID e KUCHTA, 2006).

Por sua vez, o estudo de viabilidade permite alicerçar, de forma consolidada, todos os aspectos tecnológicos, ambientais, regulatórios e de logística, dentre outros subsídios importantes para as decisões acerca do projeto. O estudo de viabilidade permite, aos gestores, obter uma avaliação abrangente e pormenorizada das variáveis analisadas no estudo preliminar, conjugando-se também parâmetros relacionados a questões legais e políticas pertinentes ao empreendimento. Desta forma, trata-se de uma fase essencial da avaliação técnico-econômica do futuro empreendimento. Este estudo deverá fornecer, dentre outros documentos: relatório contendo dados e informações abrangentes do projeto em questão; estratégia e metodologia de desenvolvimento e lavra da mina; equipamentos e instalações, com nível adequado de detalhes técnicos e custos de investimento; programa de produção e vendas; índices de custos operacionais e lucros previstos; informações estruturadas para apresentação aos acionistas, empresas parceiras e de

auditoria; aspectos relativos à legislação minerária e ambiental. Os erros de estimativas de custos, atribuídos ao estudo de viabilidade, se situam em 10 % dos custos de investimento. Os custos deste estudo, em relação ao custo global de investimentos, podem oscilar em torno de 0,5 % a 1,5 % (TAYLOR, 1977 *apud* HUSTRULID e KUCHTA, 2006).

Ressalta-se que tais estudos devem ser conduzidos com muito critério e confiabilidade, a fim de garantir-se o sucesso da implementação do empreendimento. Nas etapas iniciais do projeto, o planejador possui maior capacidade para influenciar nos custos de implementação, analisando criticamente diversas alternativas e concentrando esforços naquelas que se mostrarem mais viáveis. Por outro lado, a margem permitida para alterações nos custos do projeto após a decisão de investimento, ou seja, a partir de sua construção e comissionamento, são mínimas. Ressalta-se que grandes alterações no desembolso financeiro nesta fase podem trazer prejuízos e perdas de rentabilidade significativos ao projeto. A Figura 2.2 exibe, de forma comparativa, a gradativa redução da possibilidade de alteração dos custos do projeto, conforme a fase em que ele se encontra.

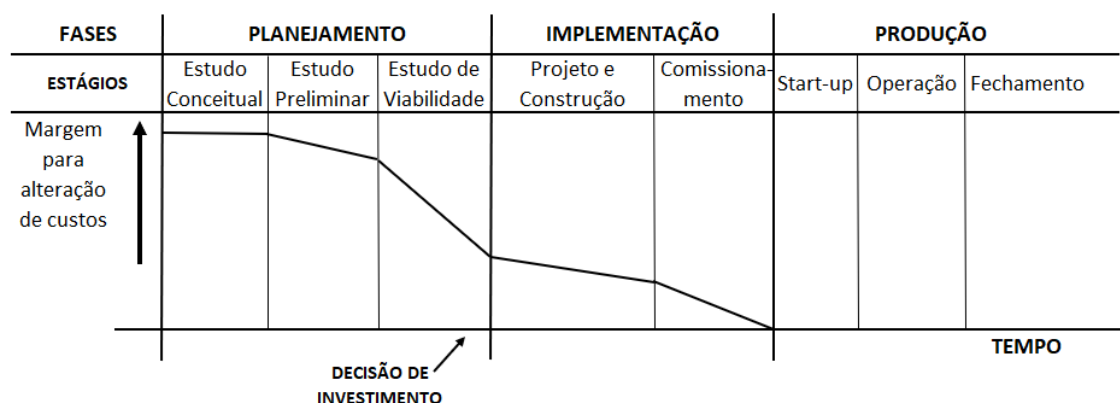


Figura 2.2 – Análise da capacidade de influência nos custos de um projeto mineral

(adaptado de HUSTRULID e KUCHTA, 2006)

2.1 Particularidades do Planejamento de Lavra

Conforme estudos de Fontes (2016), o planejamento de lavra é o conjunto de estudos e metodologias realizadas para garantir que os bens minerais contidos em uma jazida sejam extraídos e tratados de forma econômica e sustentável, atendendo todas as questões tecnológicas, econômicas, legais e ambientais inerentes às atividades desenvolvidas. Por ser um instrumento dinâmico de gerenciamento, deve ser aperfeiçoado ao longo do tempo, aproveitando-se as novas informações obtidas durante as operações da mina. Destaca-se, também, que mudanças externas ao empreendimento, como oscilações do mercado e alterações na legislação, devem ser levadas em conta para a revisão dos planos. A Figura 2.3, a seguir, apresenta os fatores influenciadores do planejamento de lavra.

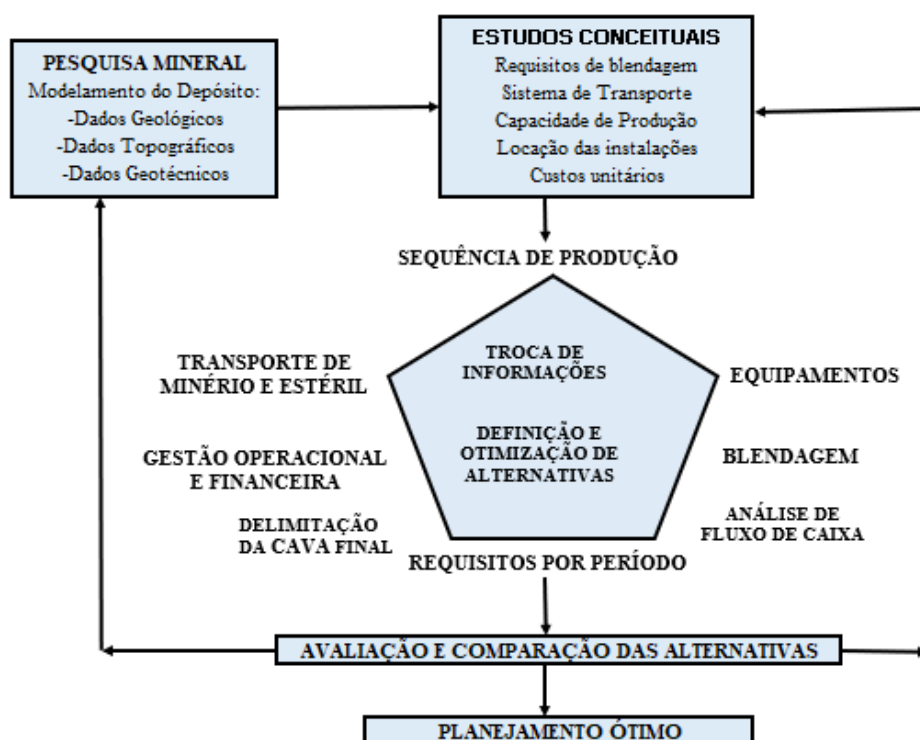


Figura 2.3 – Fatores que influenciam o planejamento de lavra (adaptado de BAZANTE, 2004)

Segundo Thorley (2012), existem três categorias principais de planejamento de lavra: planejamento estratégico de lavra ou planejamento de longo prazo, planejamento de médio prazo e planejamento de curto prazo.

O planejamento estratégico de lavra deve considerar, como premissa, a visão de futuro do empreendimento mineral, ou seja, visa atingir os objetivos globais traçados pela alta administração da empresa. Em sua concepção, deve englobar toda a vida útil da mina, comumente designada de *Life of Mine* (LOM). Portanto, através deste documento é possível entender como será o aproveitamento econômico da mina desde sua abertura até a sua exaustão e conseqüente fechamento. Este documento permite, aos gestores, a definição da cava final (configuração final da mina, após a exaustão do minério) e dos depósitos controlados de estéril, bem como o delineamento do sequenciamento da lavra, ao longo do tempo, e o dimensionamento da frota de equipamentos. O planejamento estratégico trabalha em horizontes de tempo mais longos e com um nível de informação mais abrangente, porém com a assunção de riscos maiores do que os considerados nos demais tipos de planejamento (THORLEY, 2012).

Segundo Curi (2014), o planejamento de longo prazo permite, à alta administração, as seguintes atividades essenciais ao bom andamento do projeto, dentre outras: dimensionamento da frota de equipamentos de escavação, carregamento e transporte de minério e estéril; definição da Relação Estéril / Minério (REM) da mina; estimativa de custos de investimentos e operação da lavra e beneficiamento mineral; locação das instalações da usina de processamento, escritórios, depósitos de estéril e oficinas de manutenção.

O projeto da mineração deve ser aperfeiçoado no decorrer de sua vida útil, de forma a efetuar-se o desembolso financeiro de forma equilibrada ao longo de cada fase

do empreendimento mineiro. Deve-se considerar que a flexibilidade de implementação de mudanças do projeto diminui à medida que o custo associado aumenta. Desta forma, um bom planejamento de lavra permite a previsão ou eliminação de erros futuros, evitando assim a consecução de custos indesejáveis e a consequente inviabilidade econômica da mina.

O planejamento de longo prazo é uma atividade essencial para o sucesso de projetos de mineração. Nesta etapa, objetiva-se obter o equilíbrio entre o aproveitamento racional da jazida mineral e a maximização do Valor Presente Líquido (VPL) do empreendimento. Tal planejamento deve ser concebido através da comparação e otimização de diversos cenários, de forma a selecionar aqueles onde os resultados globais sejam melhores (DAVIS & NEWMAN, 2008).

O planejamento estratégico de lavra deve ser feito respeitando-se as restrições técnicas, de segurança, legais, ambientais e sociais do projeto. Portanto, comumente é modificado e aperfeiçoado ao longo do tempo, sempre que os parâmetros de entrada forem alterados. Segundo Potvin (2006), a realização de um planejamento estratégico mais abrangente e com maior nível de antecipação possível é um dos fatores essenciais para o sucesso de um projeto de mineração. Desta forma, os riscos inerentes ao novo empreendimento devem ser levantados e gerenciados adequadamente. Podem ser destacadas as seguintes categorias de riscos:

- Riscos geológicos: relativos a incertezas na mensuração de teores e tonelagens, inventários e quantificação de reservas lavráveis e remanescentes;
- Riscos financeiros: dizem respeito a estimativas da evolução de preços das *commodities*, custos diretos e indiretos, bem como custos fixos e variáveis ao longo do tempo;

- Riscos metalúrgicos: inerentes aos modelos e projeções para o desempenho das etapas de processamento mineral do minério extraído;
- Riscos geomecânicos: relativos à estabilidade do maciço rochoso durante as atividades de desenvolvimento e lavra, acarretando incertezas quanto à segurança do trabalho, possíveis perdas materiais, de produção e eficiência das atividades operacionais;
- Riscos administrativos e gerenciais: dizem respeito à falhas de gerenciamento, controle e monitoramento, podendo acarretar o não cumprimento de metas pré-definidas;
- Riscos ambientais: relativos ao não cumprimento de legislações e determinações de órgãos regulatórios e de fiscalização ambiental;
- Riscos de engenharia: provenientes de possíveis falhas no projeto e realização de sistemas, equipamentos e edificações, interferindo no alcance das metas previstas;
- Riscos sócio-políticos: relacionados a possíveis paralisações ou restrições de atividades operacionais, devido a motivos de ordem social e política.

O planejamento de médio prazo (PMP) detalha, em períodos relativamente menores, o Planejamento Estratégico. O PMP desdobra os objetivos, estratégias e políticas definidas no planejamento de longo prazo. Desta forma, necessita de uma avaliação mais apurada com relação a questões como o preço dos produtos, custos operacionais e outros aspectos impactantes no intervalo de tempo considerado. Normalmente, perfaz períodos anuais ou quinquenais de produção. O estudo destas variáveis permite a redução significativa de riscos assumidos, em relação ao planejamento de longo prazo. É considerado um planejamento tático, pois trata-se de uma ferramenta

gerencial que norteia o desenvolvimento e lavra de determinada mina para o atingimento de desafios pré-estabelecidos a médio prazo (IBRAM, 1996). Conforme Flores e Cabral (2008), o planejamento de médio prazo permite o gerenciamento eficaz dos recursos disponíveis, permitindo o cumprimento dos objetivos pré-definidos.

Por sua vez, o planejamento de curto prazo é uma metodologia operacional de gestão, sendo dirigida para o alcance das metas de extração de minério e estéril, produção e custos no dia a dia do empreendimento mineral. Devido a considerar dados sempre recentes, os riscos associados tendem a ser reduzidos e gerenciáveis com maior flexibilidade. A depender do nível de detalhamento exigido, este tipo de planejamento pode considerar períodos mensais, semanais ou diários (THORLEY, 2012). Os planos de lavra trimestrais e mensais são elaborados nesta fase do planejamento, onde são definidos aspectos importantes da gestão da mina, tais como a sequência de extração de minério e estéril, blendagem de materiais na alimentação da usina, implementação de novos acessos a frentes de extração e a atualização dos bancos de dados topográficos e geológicos do depósito mineral (CHIMUCO, 2010).

Segundo Silva (2008), o objetivo principal do planejamento de curto prazo é permitir o controle efetivo da qualidade do minério a ser processado, bem como gerenciar os custos operacionais e a produtividade das operações. As atividades de Planejamento de Curto Prazo devem estar integradas à operação de mina, de forma a implementar melhorias na gestão da produtividade, sustentabilidade e aprimoramento dos resultados globais do projeto.

A Tabela 2.1 apresenta um comparativo de determinados aspectos em relação aos três tipos de planejamento de lavra.

Tabela 2.1 – Comparativo entre os tipos de planejamento de lavra

Aspectos	Planejamento de longo prazo	Planejamento de médio prazo	Planejamento de curto prazo
Nível de trabalho	Estratégico	Tático	Operacional
Riscos Assumidos	Abrangentes	Médios	Minimizados
Períodos de tempo	Abrange a vida útil da mina	De 1 a 5 anos	Abaixo de 1 ano

2.2 Modelo de Blocos

Segundo Johnson (1968), o modelo de blocos representa o corpo mineral, sendo capaz de ser utilizado no planejamento de lavra para a geração da cava final e sequenciamento da mina. O depósito mineral, desta forma, é representado por um conjunto de blocos de dimensões regulares, sendo orientado tridimensionalmente através dos eixos ortogonais X, Y e Z. Por convenção, os eixos X e Y se distribuem na direção horizontal, enquanto o eixo Z se situa na direção vertical e representa a profundidade do depósito. Portanto, cada bloco é representado no espaço pelas três coordenadas do seu centróide, conforme Figura 2.4.

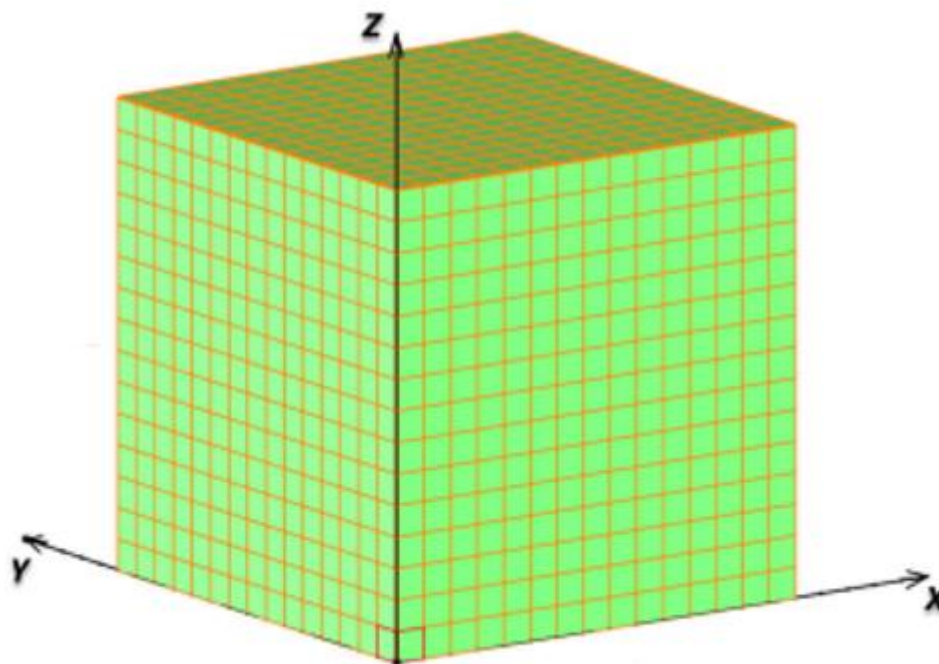


Figura 2.4 – Representação tridimensional de um modelo de blocos (adaptado de PONIEWIERSKI, 2019)

Considerando um depósito mineral representado por um bloco de grandes dimensões, é possível discretizar os domínios geológicos através da subdivisão em blocos menores de dimensões regulares (WRIGHT, 1990). A Figura 2.5 apresenta a subdivisão de um corpo geológico em blocos.

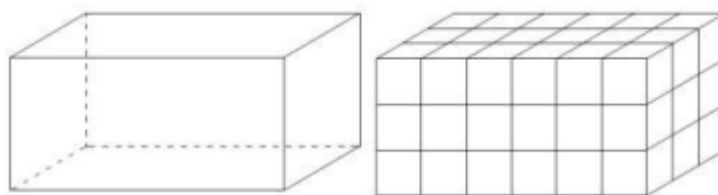


Figura 2.5 – Discretização de um depósito em blocos regulares (WRIGHT, 1990)

Segundo Pinto e Dutra (2008), cada bloco pode conter informações como teor, densidade, tipo litológico e comportamento mecânico. Estas informações podem ser provenientes de furos de sondagens. Para definir os valores a serem atribuídos para cada

bloco do modelo, são utilizadas técnicas de interpolação, como: krigagem, inverso da distância elevado a uma potência ou pelo método dos polígonos.

Como prática comumente aceita, os blocos de um modelo podem ser representados por diferentes cores, conforme a faixa de teores do elemento útil. A Figura 2.6 apresenta um modelo de blocos representando tal diferenciação.

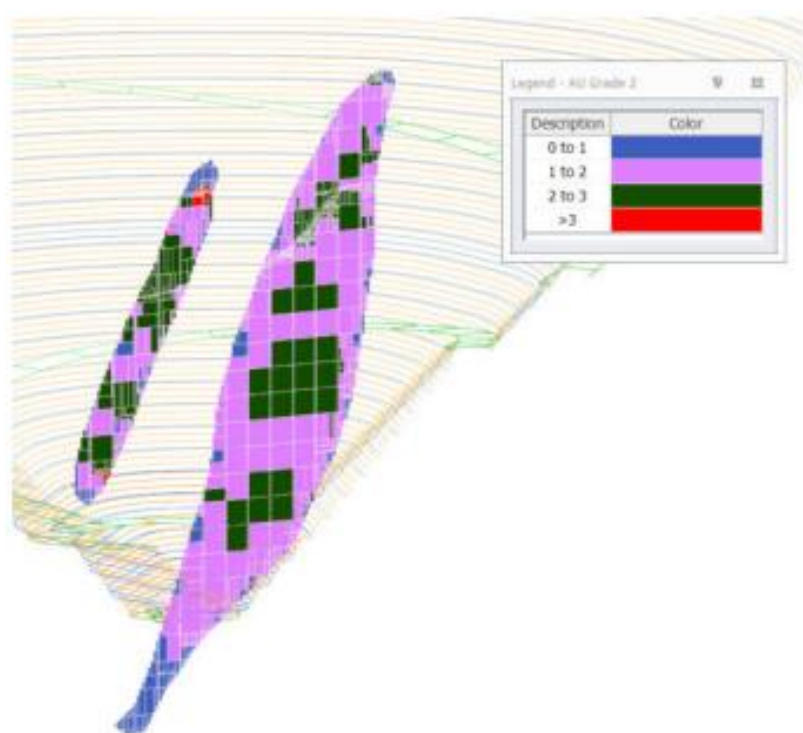


Figura 2.6 – Representação computacional de um modelo de blocos

(PONIEWIERSKI, 2019)

Segundo Campos (2017), o Valor Econômico do Bloco (*VEB*) corresponde ao valor financeiro retornado pelo bloco, após ser extraído e destinado para a rota definida pelo sequenciamento de mina. Dependendo do *VEB* obtido, o referido bloco poderá ter os seguintes destinos: estéril, a ser armazenado em depósitos controlados; minério, que poderá ser depositado em pilhas de blendagem / estocagem ou alimentado diretamente na

usina de processamento. Conforme Morales (2015), a definição do destino de cada bloco não diz respeito somente ao teor contido do elemento útil. Outras características podem influir nesta decisão, como a competência da rocha, recuperação esperada no processamento, parâmetros econômicos e outras questões. Portanto, faz-se necessário que os artifícios matemáticos levem em conta a complexidade da jazida e do projeto como um todo, para que o projeto alcance um maior resultado financeiro possível.

O Valor Econômico de cada bloco (VEB) consiste no valor financeiro individual passível de ser retornado em sua extração. Por sua vez, a função benefício é a equação matemática que calcula o VEB, baseando-se em determinados parâmetros (REVUELTA e JIMENO, 1997). O VEB pode ser estimado pela Equação 2.1. Ressalta-se que blocos mineralizados podem apresentar *VEB* negativo, positivo ou nulo, dependendo da quantidade e da qualidade do elemento útil contido no bloco (WRIGHT, 1990).

$$VEB = [M_B \cdot g_{metal} \cdot r_{metal} \cdot (P_{metal} - C_s)] - [M_B \cdot (C_P + C_M)] \quad (2.1)$$

Onde M_B : massa do bloco (t); g_{metal} : teor do metal (%); r_{metal} : recuperação do metal (%); P_{metal} : preço de venda do metal (\$/t); C_s : custos decorrentes das etapas do produto e comercialização, como fundição, refino, embalagem, frete, seguro (\$/t); C_P : custo de processamento (\$/t); C_M : custo da mina (\$/t).

Blocos de estéril não geram receitas. Portanto, resultam em valores de *VEB* negativo, conforme apresentado na Equação 2.2.

$$VEB = -M_B \cdot C_M \quad (2.2)$$

Segundo Carmo (2001), os preços e especificações do produto para a venda são afetados por questões macroeconômicas de ordem nacional e internacional, sendo de difícil previsão e normalmente estimadas a partir de informações históricas associadas a cenários futuros. Portanto, esses valores irão sofrer variações significativas ao longo da

vida da mina, necessitando de planos flexíveis que facilite a adaptação do empreendimento às condições que lhe são impostas.

Os custos de mineração são baseados na soma dos custos das operações unitárias, como perfuração, desmonte, carregamento e transporte. Dentre as variáveis que influenciam os custos de mineração, o custo de transporte é normalmente uma variável de grande impacto, sendo o caminhão o meio de transporte mais utilizado em minas a céu aberto no mundo (SOUZA *et al.*, 2019).

O custo de processamento envolve os custos individuais de cada operação, como cominuição, separação de tamanhos e concentração (SOUZA *et al.*, 2019). O principal custo de processamento é atribuído a moagem, mas é impossível dizer um valor padrão para os custos envolvendo moagem, pois variam muito de mina para mina, dependendo dos custos locais de energia, mão de obra e abastecimento de água. A etapa de cominuição pode consumir 50% do custo operacional da usina (WILLS e NAPIER-MUNN, 2006).

2.3 Geometalurgia Aplicada ao Planejamento Estratégico de Lavra

2.3.1 Importância da Geometalurgia no Planejamento de Mina

A Geometalurgia consiste em uma importante ferramenta de integração de informações e dados, direcionada para o desenvolvimento de projetos de mineração. Os estudos geometalúrgicos agregam os conhecimentos advindos de diversos departamentos de uma empresa, tais como: geologia e pesquisa mineral; planejamento de lavra; operação de mina; laboratórios de pesquisa; usina de beneficiamento mineral; engenharia de processos; e outros setores que integram a cadeia de agregação de valor ao referido bem mineral (MCKEE, 2013). Portanto, tais estudos e conhecimentos devem ser integrados ao Planejamento de Mina, de forma a nortear a sua elaboração e execução junto aos

demais departamentos do empreendimento. A Figura 2.7 apresenta uma visão geral da importância dos estudos geometalúrgicos na realização dos diferentes tipos de planejamento de lavra.



**Figura 2.7 – Inter-relação entre planejamento de lavra e estudos geometalúrgicos
(Adaptado de CURI, 2014)**

Para Deutsch (2015), o objetivo da Geometalurgia é a agregação consistente de valor ao negócio, de forma a obter-se ganhos econômicos em todas as operações do empreendimento. 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.

A Figura 2.8 apresenta, de forma esquemática, a aplicação dos estudos de geometalurgia em um projeto de mineração, onde áreas estratégicas da empresa atuam em conjunto resultando na otimização dos ganhos financeiros.

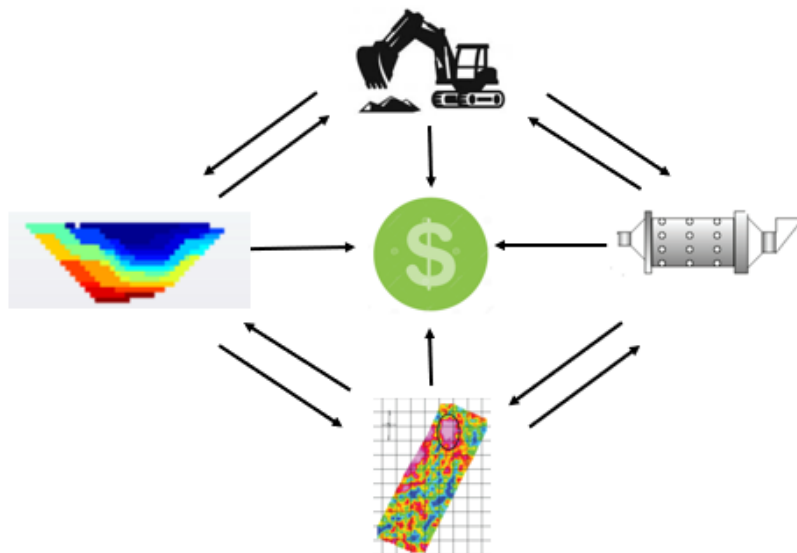


Figura 2.8 – Integração entre geometalurgia e áreas estratégicas da mineração

2.3.2 Implementação de Estudos Geometalúrgicos

Um programa geometalúrgico deve ser planejado e orientado de forma a integrar todas as atividades operacionais da mineração. Portanto, faz-se necessário planejar as etapas de implementação deste programa junto às equipes técnicas de cada área, considerando a representatividade das amostras de minério analisadas e ensaiadas, bem como a construção do modelo geológico do depósito mineral em uma perspectiva ampla. Em novos projetos, deve-se construir o programa geometalúrgico desde as etapas de estudos exploratórios e projeto conceitual, de forma que todos os riscos sejam estudados e minimizados e seja possível maximizar os resultados financeiros obtidos durante a efetiva produção. A Figura 2.9 apresenta uma visão geral das fases de implementação e consolidação de estudos geometalúrgicos.

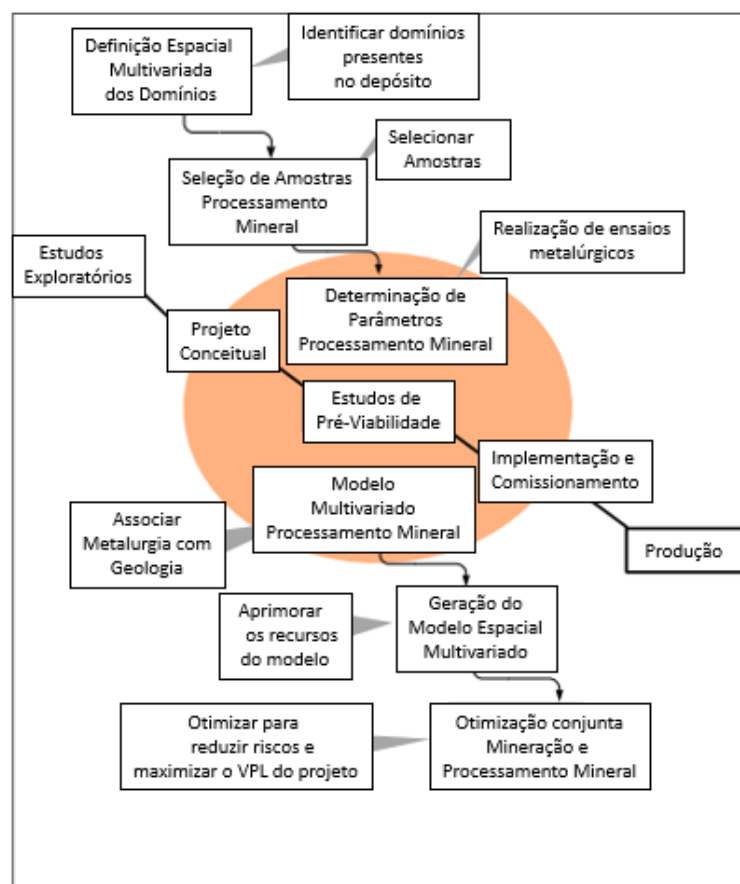


Figura 2.9 – Fases de implementação de um programa geometalúrgico (Adaptado de SGS MINERAL SERVICES, 2013)

Um estudo geometalúrgico robusto possibilita a representação das variáveis geometalúrgicas em representações tridimensionais do depósito mineral. Tais informações devem levar em conta a distribuição dos furos de sondagem, localização e especificação das amostragens, limites de cada domínio litológico e outras questões. A partir da utilização de métodos adequados de interpolação, os parâmetros geometalúrgicos devem ser inseridos no modelo de blocos, considerando: composição mineralógica, índices de competência, recuperação de processo e outros atributos (LAMBERG, 2011).

A subdivisão do depósito mineral em domínios geometalúrgicos é um procedimento usual, principalmente para depósitos onde existe significativa

complexidade de corpos geológicos existentes. A utilização deste método permite maior precisão no entendimento das variáveis presentes no modelo de blocos, incluindo a inclusão de restrições operacionais específicas em cada região. Dessa forma, o planejamento de lavra considerará diferentes comportamentos do minério a ser processado, de acordo com a participação de cada domínio no *blend* após a lavra (BYE, 2011).

2.3.3 Classificação de Programas Geometalúrgicos

Lishchuk e Pettersson (2021) propuseram uma forma de classificação de programas geometalúrgicos. Tal proposta é apresentada na Figura 2.10.

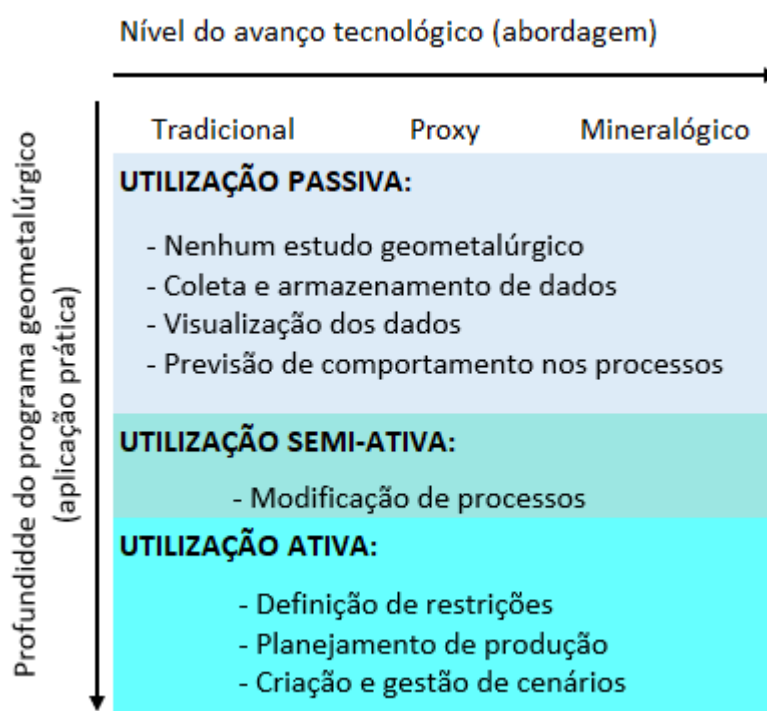


Figura 2.10 – Matriz de classificação de programas geometalúrgicos (adaptado de LISHCHUK e PETTERSSON, 2021)

Conforme demonstrado na Figura 2.10, pode-se classificar a abordagem de um programa geometalúrgico em três níveis distintos. Na abordagem tradicional, a resposta metalúrgica de um minério na usina é estimada a partir dos ensaios químicos de rotina,

usando funções denominadas de Funções de Recuperação. O desenvolvimento destas funções utiliza testes de variabilidade e análise estatística, definindo assim a correlação entre a resposta metalúrgica e a composição química do minério. A abordagem *Proxy* utiliza campanhas de ensaios de processo, em escala de laboratório, para um grande número de amostras. Desta forma, tais testes permitem efetuar medidas indiretas de resposta do minério no processamento. Os resultados obtidos devem ser convertidos em fatores de correção, os quais permitem estimar as respostas esperadas em escala industrial. Por sua vez, na abordagem mineralógica há a obtenção contínua e sistemática de informações mineralógicas quantitativas, aliando-se tais informações aos dados relativos à composição química e os ensaios de processo em laboratório (LISHCHUK e PETTERSSON, 2021).

Na Figura 2.11 é apresentado um modelo de abordagem geometalúrgica para variáveis relacionadas a mecanismos de quebra de partículas, baseando-se em características mineralógicas e o comportamento em ensaios de processo.

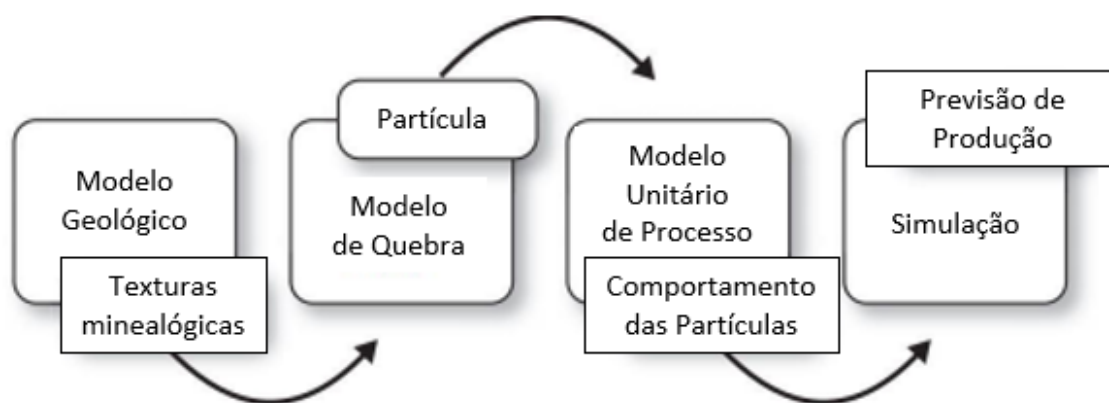


Figura 2.11 – Abordagem geometalúrgica para o modelamento de variáveis relacionadas a mecanismos de quebra (adaptado de LAMBERG, 2011)

Com relação à aplicação prática de um programa geometalúrgico, podem ser ressaltados três estágios de profundidade. O estágio de utilização passiva é aquele onde

constata-se que o estudo é inexistente ou incipiente. Nesta fase, os dados e informações são coletados e/ou interpretados, mas não há ações de correção dos processos e planejamentos em função de tais mapeamentos. Na utilização semiativa, são realizadas ações de modificação nos processos de beneficiamento, como ajustes na moagem e concentração, dependendo das alterações do minério a ser tratado. Finalmente, na utilização ativa há a definição de restrições em todas as operações do projeto, de forma que a estabilidade na extração e beneficiamento possa ser aperfeiçoada. Além disso, o planejamento da mina é realizado na forma de multicenários, permitindo a programação de produção de forma assertiva e, como consequência, a maximização do retorno financeiro da empresa (LISHCHUK e PETTERSSON, 2021).

Uma experiência bem-sucedida na condução de um programa geometalúrgico foi desenvolvida na mina a céu aberto de cobre e ouro Kansanshi, localizada no noroeste da Zâmbia. Trata-se de um depósito mineral de grande complexidade, no qual determinadas tipologias apresentavam recuperações metalúrgicas insatisfatórias. O sistema de classificação de minério, denominado *Mat-Type*, classificava os domínios minerais em 22 categorias distintas, variando de “pobre” a “boa qualidade”. O minério de baixa recuperação era classificado como minério de “má qualidade”, sendo direcionado para estoques de longo prazo. Um amplo estudo geometalúrgico foi realizado, definindo-se assim um novo sistema de classificação mineral, denominado “OXMAT”. Tal sistema reduziu para 13 categorias de minério, definidas de forma consistente, permitindo assim a redefinição do planejamento de mina e as operações de lavra e beneficiamento mineral. A utilização do novo modelo geometalúrgico permitiu, ao planejamento estratégico de lavra, a redução de 19 % da massa de estéril a ser extraído, bem como a elevação de 17 % no volume de minério a ser processado (BEAUMONT e MUSINGWINI, 2019).

Estudos geometalúrgicos realizados na mina de Pau Branco permitiram o mapeamento do desempenho metalúrgico de cinco diferentes tipologias de minério de ferro. Fez-se uma campanha criteriosa de amostragens e ensaios de processo para tais tipologias, identificando-se os parâmetros mais importantes com relação ao comportamento de cada minério na usina. A partir daí, efetuou-se um novo modelamento do depósito mineral, considerando a inclusão de variáveis geometalúrgicas influentes no desempenho de *blends* distintos na alimentação da usina. Os conhecimentos obtidos permitiram elaborar um novo planejamento de produção da mina, o qual gerou um impacto positivo de 25,6 MUSD sobre o VPL do projeto e ganho de 15 % nas reservas do produto tipo *lump*. Desta forma, foi possível viabilizar o plano de produção para as atividades de mineração e processamento (GOMES, De TOMI e ASSIS, 2016).

2.3.4 Tipos de variáveis geometalúrgicas

Segundo Coward *et al.* (2009), as variáveis geometalúrgicas podem ser classificadas em primárias e de resposta. As variáveis primárias são inerentes às características geológicas de cada litologia, como: densidade *in situ*, índices de competência da rocha, teores e mineralogia. Tais parâmetros podem ser investigadas através de ensaios a partir de amostras de rocha. Por sua vez, as variáveis de resposta se referem a atributos do minério que geram respostas às operações de processamento, como a recuperação na flotação ou a energia consumida na cominuição. De acordo com Williams e Richardson (2004), a medição destas variáveis demanda a realização de ensaios em escala de laboratório ou usina piloto. Por exemplo, o cálculo da recuperação metalúrgica pode ser feito em células de flotação, enquanto a energia específica deve ser medida por índices de cominuição, como Ball Work Index (*BWI*), SAG Power Index (*SPI*) e Drop Weight Test (*DWT*).

Dentre as variáveis geometalúrgicas de resposta, pode-se destacar a recuperação de processo e a energia específica de cominuição, visto impactarem diretamente o desempenho do beneficiamento mineral (MORALES *et al.*, 2019). A recuperação de processo corresponde ao percentual do elemento útil, contido no minério, que foi incorporado ao concentrado (WILLS e NAPIER-MUNN, 2006). Na abordagem convencional do planejamento de lavra, todos os blocos recebem o mesmo valor de recuperação. Contudo, a realidade de um depósito mineral contempla diferenças do comportamento de cada bloco nas etapas de concentração, dependendo da litologia, teores e outros fatores. Portanto, tal consideração poderá implicar em divergências do planejamento estratégico de mina com relação a resultados alcançados como produção, VPL e Relação Estéril / Minério (REM). De outra forma, a inclusão da variável recuperação no modelo de blocos traz maior previsibilidade e confiabilidade ao planejamento, possibilitando também a programação de blendagens entre diferentes litologias para estabilizar o desempenho do minério no processamento.

Em relação ao circuito de cominuição, uma variável de resposta importante é o tempo de processamento de cada bloco. Este parâmetro é diretamente proporcional à resistência de cada bloco nas operações de fragmentação da britagem e moagem. Por exemplo, um bloco com maior resistência a cominuição, se comparado a um bloco menos resistente, demandará mais tempo para alcançar o P_{80} desejado, implicando assim em menor taxa horária de produção e, por conseguinte, maiores energias específicas e custos de processamento. Ao incorporar este parâmetro ao modelo de blocos, cada bloco possuirá tais informações e esse evento pode ser previsto e gerenciado durante o planejamento, permitindo blendar diferentes litologias ou projetar a expansão da capacidade instalada (DOMINY *et al.*, 2018; MWANGA, 2016).

Segundo Vieira e Costa (2016), o modelamento geometalúrgico aumenta consideravelmente a complexidade do planejamento de lavra, visto envolver tanto variáveis aditivas como não aditivas. Uma variável é aditiva quando há uma correlação linear de valores, ou seja, combinações entre diferentes blocos produzem resultados consistentes com a média ponderada. Uma variável não aditiva, por sua vez, não apresenta uma correlação direta em situações de blendagem de blocos distintos (CAMPOS *et al.*, 2021). Alguns exemplos de variáveis aditivas são a densidade *in situ* e o teor de cada bloco. A recuperação de processo e os índices de cominuição, por sua vez, são variáveis não aditivas. A Figura 2.12 apresenta uma blendagem de dois blocos (A e B), gerando uma pilha cuja densidade *in situ* (d) e teor (t) podem ser calculados por média ponderada. Entretanto, o índice de cominuição BWI é uma variável não aditiva, não sendo possível calculá-la de forma aritmética (CAMPOS *et al.*, 2019).

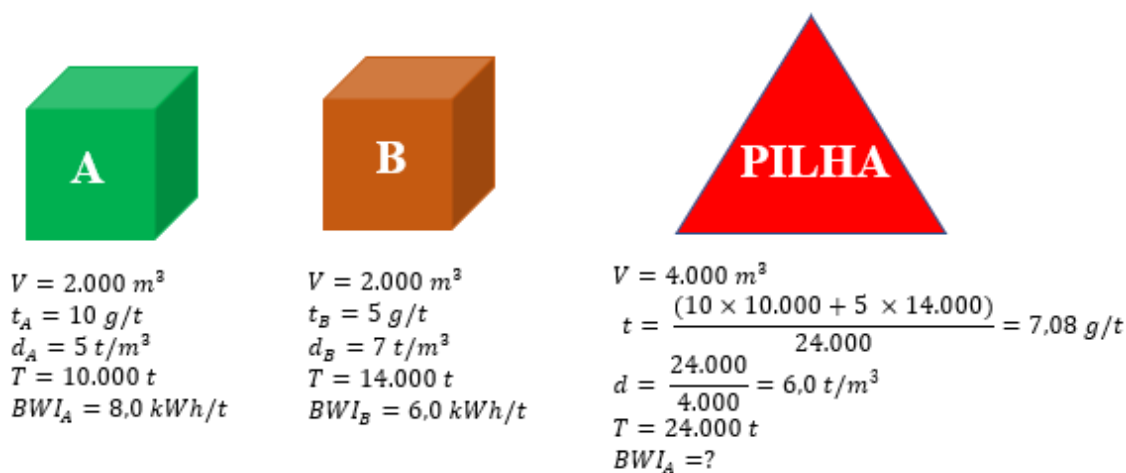


Figura 2.12 – Exemplo demonstrativo da blendagem de dois blocos com variáveis aditivas (teor e densidade) e variável não aditiva (BWI)

2.3.5 Utilização de variáveis geometalúrgicas no modelo de blocos

Segundo Macfarlane e Williams (2014), a compreensão do comportamento e distribuição das variáveis geometalúrgicas em um depósito mineral permite a

estabilização e otimização do processamento, aumentando a robustez operacional do projeto para resposta em cenários de volatilidade de preços e demanda.

Tradicionalmente, o principal parâmetro norteador do planejamento de lavra é o teor do elemento útil. Neste ínterim, o engenheiro de minas busca a estabilidade dos teores de alimentação da usina, visando o atingimento dos produtos dentro das especificações exigidas pelo mercado. No entanto, existem outras características, intrínsecas a cada tipologia mineral, que influem no desempenho de cada bloco de lavra na usina de beneficiamento. Estas informações adicionais, apesar de tornarem o modelo de blocos mais complexo, fornecem estimativas mais acuradas relativas aos resultados financeiros e de produtividade. Com isso, pode-se prever, com mais segurança, a capacidade de produção de concentrado relativa a cada bloco (SCHNEIDER, 2014). De acordo com Garrido *et al.* (2018), um modelo de blocos contendo variáveis geometalúrgicas é, comumente, denominado modelo de blocos geometalúrgico. A Figura 2.13 exibe um exemplo de modelo de blocos geometalúrgico.

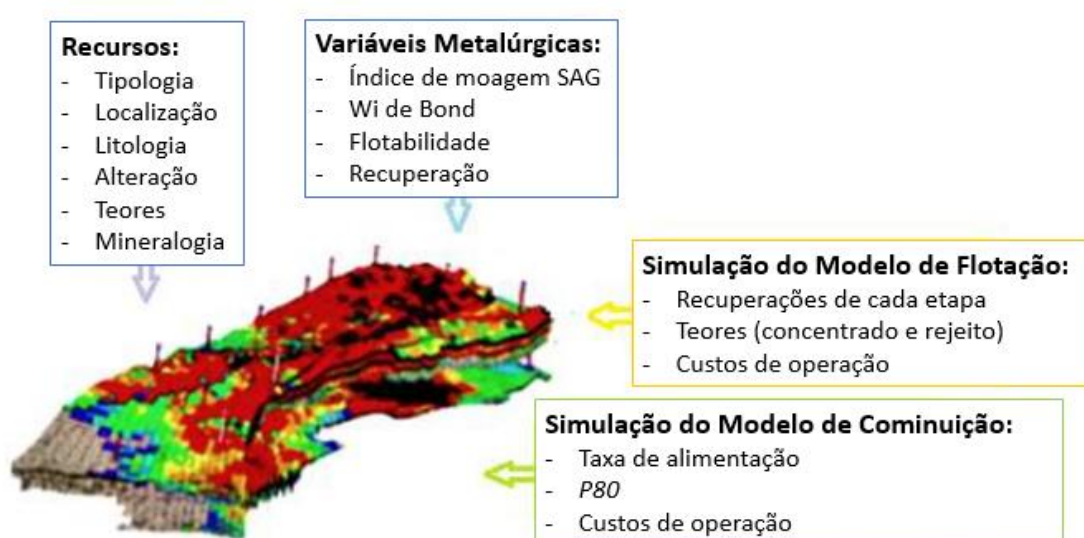


Figura 2.13 – Modelo de blocos com variáveis geometalúrgicas (adaptado de LAMBERG, 2011)

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 usina 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 (MORALES *et al.*, 2019).

Por sua vez, a energia específica para a cominuição de rocha apresenta-se como um fator influente no consumo energético e produtividade da usina. 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 usina 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 (DUNHAM e VANN, 2007).

Segundo Kumhal (2011), a avaliação econômica de um depósito mineral é dependente do estudo das propriedades geometalúrgicas, que variam ao longo do depósito mineral. Uma maior heterogeneidade na distribuição geometalúrgica da jazida mineral causa maior complexidade nos modelos para o sequenciamento da mina, devido ao aumento das incertezas envolvidas em suas variáveis. Vale ressaltar que certas variáveis possuem importantes relações de interdependência, como o teor e a recuperação

metalúrgica, a energia específica de cominuição e o custo de processamento. O entendimento e a modelagem dessas relações permitirão uma redução das incertezas geológicas e, conseqüentemente, maior assertividade na execução do planejamento de lavra.

A Figura 2.14 apresenta um depósito mineral de minério de ferro, composto por 4 blocos regulares de dimensões 10 m x 10 m x 10 m, volume total de 4.000 m³ e usina com potência instalada no circuito de moagem (P) de 7 MW. Tal depósito é representado por duas abordagens distintas. A abordagem (A), denominada Clássica, apresenta informações sobre localização, litologia (cores), densidade (d) e teor de ferro (g_{Fe}). Neste modelo de blocos, a recuperação de ferro (r_{Fe}) para todos os blocos foi considerada como 72,5 %, e a energia específica (SE) adotada foi igual a 15,6 kWh/t. A abordagem (B), chamada de Geometalúrgica, considerou, além das variáveis primárias específicas por bloco, valores individualizados de recuperação e energia específica.

(A)		(B)	
35 % Fe 3,05 t/m ³	32 % Fe 3,01 t/m ³	35 % Fe 3,05 t/m ³ R: 75,2 % 14,8 kWh/t	32 % Fe 3,01 t/m ³ R: 69,8 % 18,6 kWh/t
39 % Fe 3,01 t/m ³	36 % Fe 3,02 t/m ³	39 % Fe 3,01 t/m ³ R: 74,6 % 12,9 kWh/t	36 % Fe 3,02 t/m ³ R: 72,7 % 16,1 kWh/t

Figura 2.14 – Comparativo entre abordagens distintas para um modelo de blocos

Para estas duas abordagens, a Tabela 2.2 apresenta os cálculos da massa de ferro produzida (M), taxa horária de alimentação da usina (T) e tempo de processamento (T_p) para o bloco marcado em amarelo.

Tabela 2.2 – Comparativo entre diferentes abordagens para um modelo de blocos

Parâmetros	Equação	Abordagem Clássica	Abordagem Geometalúrgica
Massa do bloco (t)	$M_B = V_B \cdot d$	3.020,00	3.020,00
Massa de ferro Produzido (t)	$M_{Fe} = M_B \cdot g_{Fe} \cdot r_{Fe}$	788,22	790,39
Taxa horária (t/h)	$T = P / SE$	448,72	434,78
Horas de Processamento (h)	$T_P = M_B / T$	6,73	6,95

Percebe-se, para o bloco selecionado, que a abordagem clássica resultaria em menor quantidade de ferro e menos horas de processamento do que a abordagem geometalúrgica, que apresenta dados mais precisos com relação à recuperação e energia específica. Portanto, os cálculos apresentaram menor confiabilidade no modelo de blocos clássico, o que poderia acarretar uma tomada de decisão equivocada no planejamento de lavra. Desta forma, o modelo de blocos geometalúrgico possibilita maior assertividade para a resolução dos desafios reais do projeto de mineração.

2.3.6 A importância crescente da variável energia específica de cominuição na cadeia de valor mineral

A cadeia de valor mineral representa um sequenciamento de atividades que permitem agregar valor aos recursos minerais advindos da natureza e entregar produtos úteis à sociedade. Pode-se destacar, neste sentido, as fases de pesquisa mineral, extração, beneficiamento e comercialização (PINTO, 2013). Tais etapas devem ser gerenciadas e

integradas através de sistemas tecnológicos robustos, bem como possuir indicadores de desempenho para nortear as tomadas de decisão (NADER, 2013). A Figura 2.15 apresenta, de forma esquemática, a cadeia de valor mineral.

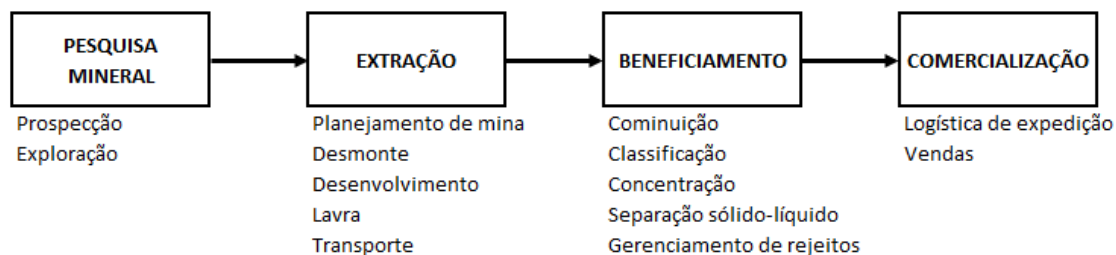


Figura 2.15 – Cadeia de valor mineral

Cada uma das atividades apresentadas na Figura 2.15 deve ser estratificada em subatividades ou operações. Por sua vez, as operações possuem indicadores chave de desempenho (*Key Performance Indicators* ou KPIs) específicos, capazes de medir o grau de atingimento das metas definidas. Pode-se destacar, por exemplo, alguns KPIs do planejamento de mina: índice de aderência do plano de curto ao de longo, índice de reconciliação da lavra com a geologia de curto prazo e índice de aderência da produção real à planejada (NADER, DE TOMI e PASSOS, 2012).

O setor industrial brasileiro, no qual inclui-se a mineração, é responsável por cerca de um terço das emissões totais dos gases do efeito estufa (GEE), devido principalmente ao consumo de energia elétrica e combustíveis (MCTI, 2017). A Tabela 2.3 apresenta estes parâmetros para as atividades de extração e beneficiamento.

Tabela 2.3 – Consumos específicos de energia e combustíveis na extração e beneficiamento (adaptado de MCTI, 2017)

Parâmetro	Unidade	Atividade		Total
		Extração	Beneficiamento	
Consumo específico de energia	kWh/t	0,7	6,7	7,4
Consumo específico de combustíveis	kWh/t	2,4	6,6	9,0
Total	kWh/t	3,1	13,3	16,4
Participação relativa	%	19,9	81,1	100,0

Verifica-se, assim, que 81,1 % do consumo específico de energia e combustíveis advém do beneficiamento. O beneficiamento mineral é o conjunto de operações aplicadas aos minérios advindos da extração, que objetivam modificar sua granulometria, concentrações de determinados elementos ou sua forma. A Figura 2.16 exibe um fluxograma indicando as principais operações presentes no beneficiamento.

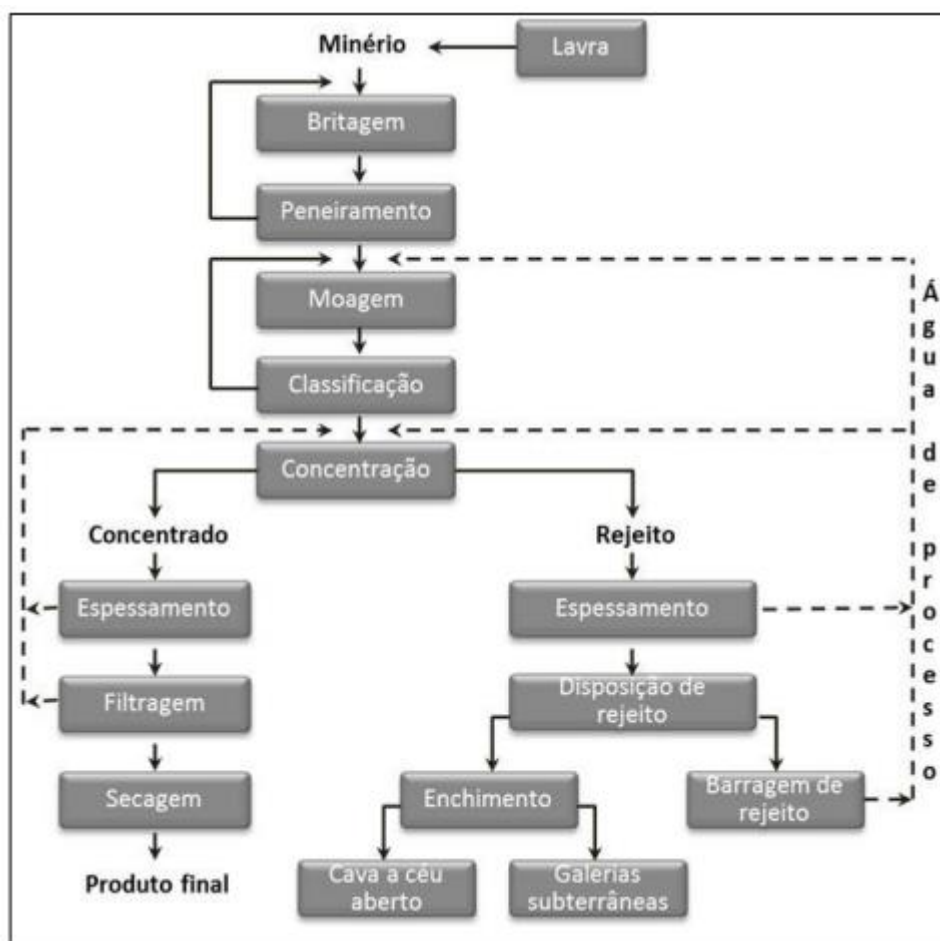


Figura 2.16 – Fluxograma típico do beneficiamento mineral (LUZ, FRANÇA e BRAGA, 2018)

Nesta atividade, as operações de cominuição de minérios contemplam a britagem e moagem, objetivando promover a fragmentação do minério dentro da granulometria necessária para as etapas posteriores (LUZ, FRANÇA e BRAGA, 2018). Conforme JKMRC (1995), cerca de 30 a 50 % da energia global das usinas é gasto nos circuitos de britagem e moagem, podendo chegar a até 70 % para minérios mais competentes. Segundo Bikbov (2004), os maiores consumos específicos de energia ocorrem nas instalações de moagem, atingindo cerca de 64 % do total utilizado no beneficiamento mineral. Estudos desenvolvidos pelo Ministério da Ciência, Tecnologia e Inovações (MCTI, 2017) demonstram que a mineração responde por 5 % do consumo total de

energia elétrica utilizada no setor industrial brasileiro. Este mesmo trabalho aponta, em relação ao setor mineral, que cerca de 17 % das emissões dos GEE, particularmente o CO₂, são relacionadas à cadeia produtiva do minério de ferro, apresentando consumos energéticos de até 17 kWh/t nas operações de cominuição conforme características específicas de cada litologia.

Portanto, o estudo e caracterização da energia gasta nas operações unitárias de cominuição é fundamental, tanto para o dimensionamento e implementação de novas usinas quanto para a otimização e controle de circuitos de cominuição pré-existentes.

Segundo Araújo *et al.* (2003), as operações de cominuição de minério de ferro passaram por mudanças significativas ao longo dos últimos anos. Até o início da década de 1970, ainda havia uma boa disponibilidade de depósitos hematíticos de alto teor (acima de 60 % Ferro). Dentre os produtos destas usinas, destacavam-se os granulados, como o *lump* e, de forma complementar, *sínter feed* e *pellet feed*. O fluxograma de beneficiamento considerava etapas de britagem e classificação granulométrica, apresentando altas recuperações mássicas nas usinas. Como exemplo de projetos em operação nessa época, tem-se as minas de Águas Claras, Cauê e Conceição, ambas localizadas no Quadrilátero Ferrífero em Minas Gerais.

A partir de 1972, as usinas de Cauê e Conceição, de propriedade da Vale, passaram a alimentar minérios itabiríticos junto com os hematíticos, mantendo configurações similares das etapas de cominuição, mas introduzindo separadores magnéticos de alta intensidade, para elevar os teores dos produtos *sínter feed* e *pellet feed*. O projeto pioneiro para concentração de minérios itabiríticos de baixo teor foi implementado pela SAMARCO em 1977, na usina de Germano em Minas Gerais. Para o circuito de cominuição, foram introduzidos moinhos de bolas, a fim de obter-se o grau de liberação

adequado à alimentação dos circuitos de flotação. Com a exaustão gradativa das reservas de minério de ferro hematítico, outras empresas passaram a tratar, também, itabiritos de baixo teor em suas usinas, incrementando cada vez mais as operações de moagem e tornando imprescindível o controle da energia gasta no circuito de cominuição (ARAÚJO *et al.*, 2003). A partir da década de 1990, parte significativa das mineradoras tem alimentado minérios com teores inferiores a 50% de Ferro (CARVALHO, 2012). Mais recentemente, o projeto Bloco 8, localizado no município de Grão Mogol em Minas Gerais e em processo de licenciamento ambiental, prevê a extração e beneficiamento de minério de ferro com teor médio de 20 % de Ferro (BRANDT MEIO AMBIENTE, 2019).

Desta forma, a variável geometalúrgica energia específica é um parâmetro de grande relevância para obter confiabilidade e robustez ao planejamento estratégico de lavra.

2.3.7 Tipos de Índices de Cominuição

Dependendo do tipo de equipamento ou etapa de produção, tem-se determinados índices de cominuição aplicáveis, cujas metodologias são conhecidas e padronizadas. Este tópico apresenta alguns dos ensaios comumente utilizados na indústria mineral, quais sejam: *CWI*, *BWI*, *DWT* e *SPI*.

2.3.7.1 Índice de Britabilidade - *Crusher Work Index (CWI)*

O *CWI* possibilita a estimativa da energia necessária para a fragmentação de minérios em granulometrias mais grosseiras. Geralmente, aplica-se a processos de britagem. Para realizar o ensaio, utilizam-se 20 amostras representativas do minério, passantes na malha de 76 mm e retidos em malha de 50 mm. Tais fragmentos são colocados em um sistema composto por dois pesos opostos idênticos montados em duas rodas, conforme Figura 2.17. Quando os pesos são liberados, eles se chocam com os

fragmentos. A altura de queda aumenta progressivamente até que ocorra a fragmentação da rocha. A energia necessária para fragmentar uma determinada partícula (E_b), em kWh, é relacionada a uma constante do equipamento e ao ângulo de queda dos pêndulos, através da equação 2.3.

$$E_b = \frac{K}{2} (1 - \cos \alpha) \quad (2.3)$$

Onde $K = 164$ (constante); $\alpha =$ ângulo de queda do pêndulo.

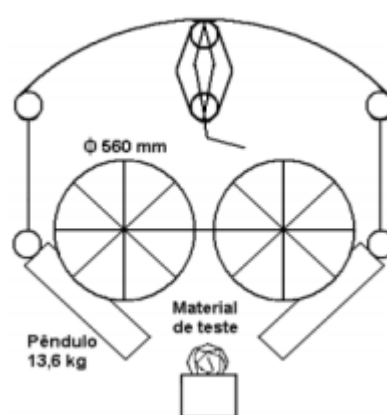


Figura 2.17 – Equipamento de medição do CWI (LUZ, FRANÇA e BRAGA, 2018)

O CWI , expresso em kWh/t, é obtido por meio da Equação 2.4.

$$CWI = 2,59 \frac{E_b}{D} (d \cdot 1,1) \quad (2.4)$$

Onde $D =$ espessura média da amostra (m); $d =$ densidade do minério ensaiado (t/m^3).

Os valores típicos de CWI variam desde 8 kWh/t para laterita até 46 kWh/t para rochas mais competentes.

2.3.7.2 Índice de Moabilidade - *Ball Work Index (BWI)*

Também chamado de Índice de Trabalho de Bond para moagem de bolas ou WI de Bond, este parâmetro é definido como a energia necessária para reduzir um material com tamanho infinito até atingir 80 % passante na malha de 100 μm (METSU, 2005). Segundo o JKMRC (1995), a realização do teste demanda a preparação de uma amostra

de massa igual a 20,125 g e granulometria 100 % abaixo de 3,35 mm (6 mesh Tyler). Esta amostra comporá a alimentação padrão do moinho e deve ser preparada a seco. O moinho padrão desenvolvido por Bond possui dimensões equivalentes a 12" x 12", com extremidades arredondadas, revestimento liso, contador de giros e comando automático de parada. A velocidade de rotação do moinho deve ser de 70 rpm, correspondendo a 91,4% da sua velocidade crítica e uma carga total de 285 bolas de aço, segundo a distribuição indicada na Tabela 2.4.

Tabela 2.4 – Distribuição de bolas para ensaios de *BWI* (METSO, 2005)

Diâmetro da bola	Número de bolas
1,50"	25
1,25"	39
1,00"	60
0,875"	68
0,75"	93

A Figura 2.18 exibe o fluxograma adotado para os ensaios de *BWI*, considerando um circuito fechado composto por um moinho de bolas e uma peneira de 100 μm .

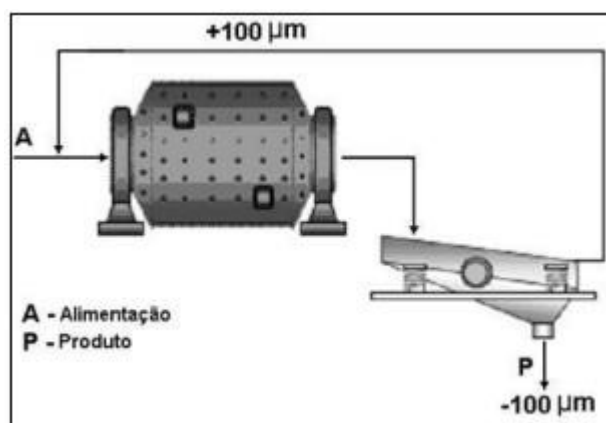


Figura 2.18 – Circuito típico do ensaio de *BWI* (LUZ, FRANÇA e BRAGA, 2018)

O procedimento para a realização dos testes segue os seguintes passos:

- Inicialmente, realizar uma análise granulométrica com alíquota suficiente para três análises. Faz-se a média aritmética da granulometria das análises, obtendo-se assim a curva granulométrica da alimentação;

- Reservar uma fração da amostra inicial para pequenos ajustes de massa;
- Separar uma amostra de 700 cm³, que consistirá na alimentação inicial. Calcular o *IPP (Ideal Potential Product)*, dividindo-se a massa da alimentação por 3,5. Desta forma, considera-se uma alimentação nova contendo uma carga circulante de 250 %.
- Realizar a moagem da alimentação inicial durante 100 revoluções.
- Descarregar o material e peneirar a seco na malha-teste (usualmente, 100 ou 200 mesh Tyler).
- Pesar a massa retida e a passante;
- Registrar o Índice de Moabilidade (*IM*), que corresponde à massa produzida por revolução. Tal massa é calculada dividindo-se o passante líquido pelo número de revoluções;
- Colocar no moinho a alimentação nova juntamente com o retido. O número de rotações desta etapa é geralmente maior, sendo calculado a partir do ciclo anterior para produzir um passante na malha-teste igual a 1/3,5 da carga total do moinho;
- O ciclo deve ser repetido até que a massa de material menor que a malha-teste (obtida com certo número de rotações) se mantenha constante, ou sofra uma inversão no seu comportamento com o número de revoluções. Ou seja, a alimentação nova torna-se igual ao *IPP*;
- Repetir então o ciclo mais duas ou três vezes com o mesmo número de rotações,

tomando os passantes produzidos para posterior quarteamento e análise granulométrica;

- A distribuição granulométrica do produto será a média dos três últimos passantes.

O cálculo do *BWI*, em kWh/t, é dado pela Equação 2.5.

$$BWI = \frac{44,5}{(Pi)^{0,23} (IM)^{0,82} \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)} \quad (2.5)$$

Onde Pi = abertura da malha-teste (μm); P_{80} = malha que permite a passagem de 80 % da massa do produto da moagem (μm); F_{80} = malha que permite a passagem de 80 % da massa da alimentação da moagem (μm).

Ressalta-se que o *IM* (g/revolução) é um parâmetro definidor da moabilidade do minério para a malha-teste, além de controlar o término do teste.

O valor de *BWI* a ser considerado será a média dos diversos valores encontrados de *BWI*, para determinada malha-teste. Dependendo da competência da rocha ensaiada, pode-se encontrar valores desde 5 kWh/t até 25 kwh/t.

2.3.7.3 Ensaio de Queda de Peso – *Drop Weight Test (DWT)*

O ensaio *DWT* foi desenvolvido no Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre (JKMRC) na década de 1990 (NAPIER-MUNN *et al.*, 1996) e possibilita estimar a energia específica consumida em diferentes equipamentos de cominuição, como: moinhos de barras ou bolas; moinhos AG / SAG; britadores cônicos e HPGR. O equipamento utilizado para o ensaio consiste de um bloco de concreto sobre a qual é fixada uma base metálica, além de barras de aço verticais e paralelas, ao longo das quais corre uma estrutura que abriga discos de chumbo. Um guincho elétrico é utilizado para elevar ou abaixar a altura de um peso de massa conhecida. As partículas individuais são dispostas sobre a base metálica (bigorna), e impactadas pela queda do peso suspenso em determinada altura inicial. O equipamento é dotado de proteções e dispositivos para garantir a segurança do operador. Variando-se a altura e a massa do peso, a energia pode

alcançar diversos valores. A Figura 2.19 exhibe, de forma esquemática, o equipamento de *DWT*.

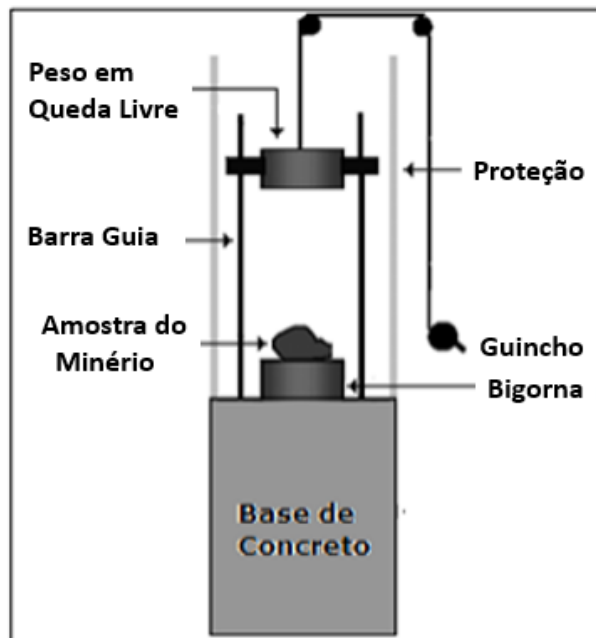


Figura 2.19 – Equipamento de ensaios de *DWT* (LUZ, FRANÇA e BRAGA, 2018)

O peso padrão é de 20 kg, podendo ser elevado até 50 kg. A altura de queda varia desde 0,05 m até 1,0 m. Este arranjo possibilita a variação da energia desde 0,01 kWh/t até 50 kWh/t.

A energia aplicada na quebra da partícula (E_b), em kWh/t, é calculada pela Equação 2.6.

$$E_b = M \cdot g \cdot h \quad (2.6)$$

Onde M = massa do peso cadente (g); g = constante gravitacional (m/s^2); h = altura do peso acima da amostra.

O ensaio demanda, inicialmente, a preparação de três lotes do minério contendo 30 partículas cada, para as 5 faixas de tamanho seguintes: - 63,0 mm x 53,0 mm; - 45,0 mm x 37,5 mm; - 31,5 mm x 26,5 mm; - 22,4 x 19,0 mm; - 16,0 x 13,2 mm. Para cada um destes 15 lotes assim formados, atribui-se uma energia específica de cominuição de

referência. Desta forma, cada uma das partículas de cada lote sofrerá uma fragmentação proporcional à energia empregada no ensaio.

Ao final desse processo, os fragmentos gerados são reunidos e peneirados. As distribuições granulométricas são normalizadas mediante o cálculo do parâmetro t_{10} , que é o percentual passante em um décimo do tamanho original médio das partículas de cada lote (LUZ, FRANÇA e BRAGA, 2018).

Os valores de t_{10} são, então, plotados em um gráfico em relação à energia consumida na cominuição (E_{CS}), expressa em kWh/t. A Equação 2.7 representa a variação do t_{10} em relação à E_{CS} , na qual tem-se os parâmetros adimensionais A e b .

$$t_{10} = A(1 - e^{-bE_{CS}}) \quad (2.7)$$

A Figura 2.20 exemplifica curvas experimentais obtidas em ensaios de *DWT*.

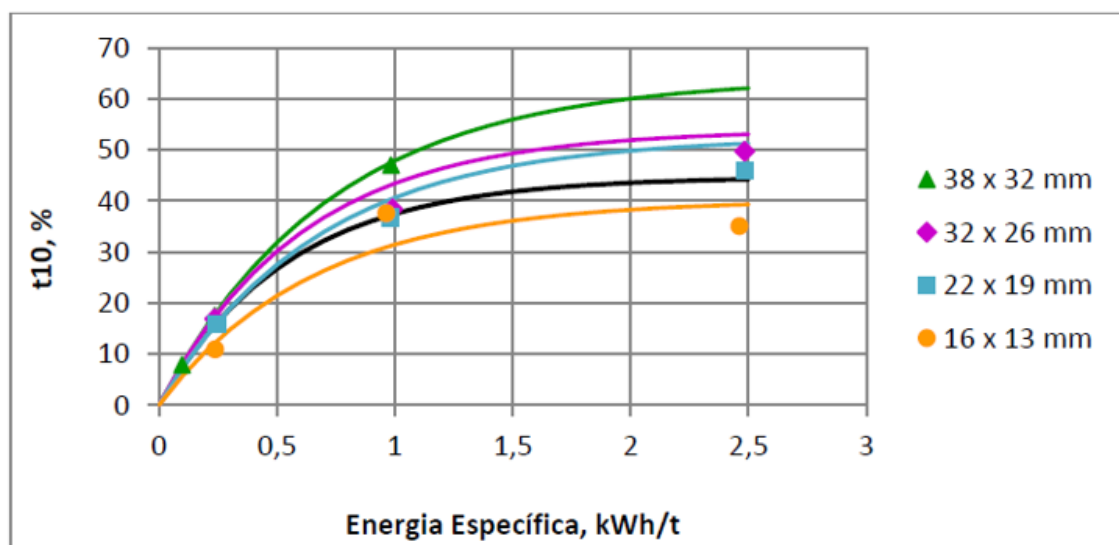


Figura 2.20 – Curvas experimentais de *DWT* (DUQUE e SCHNEIDER, 2014)

O produto dos parâmetros $A \cdot b$ é um indicador da resistência ao impacto em equipamentos de cominuição, conforme apresentado pela Tabela 2.5.

**Tabela 2.5 – Classificação da resistência ao impacto de amostras segundo A*b
(DELBONI JR, 2003)**

Intervalo de valores do produto A*b		Resistência ao impacto
Menor	Maior	
10	19,9	Extremamente alta
20	29,9	Muito alta
30	39,9	Alta
40	49,9	Moderadamente alta
50	59,9	Média
60	69,9	Moderadamente baixa
70	89,9	Baixa
90	150	Muito baixa

2.3.7.4 Índice de Moagem Semi-Autógena - SAG Power Index (SPI)

O ensaio *SPI* foi desenvolvido pela empresa canadense MinnovEX Technologies no início da década de 1990, sendo utilizado para estimar a energia consumida na moagem SAG. O teste é realizado com um moinho de laboratório de 304,8 mm de diâmetro e 101,6 mm de comprimento. A carga de bolas é correspondente a 15 % de seu volume interno, sendo o ensaio feito com 2 kg de minério cuja granulometria atenda os seguintes critérios: 100 % passante em 19 mm e 80 % passante em 12 mm. O *SPI* consiste no tempo de moagem, em minutos, necessário para reduzir o minério seja fragmentado a 80 % passante em 1,7 mm (DOBBY *et al.*, 2001). Este índice é complementar ao *BWI*, portanto estes dois parâmetros são analisados em conjunto para circuitos SAG / moinho de bolas.

Por meio de uma extensa campanha de amostragens de circuitos industriais de moagem SAG, conduzida pela MinnovEX, foi possível determinar uma curva de calibração experimental para o moinho padrão de ensaios *SPI*. Tal curva correlaciona os valores experimentais de *SPI* com as respectivas energias específicas (E_{SPI}), em kWh/t,

para ensaios de moagem SAG até 80% passante em determinada malha de controle, denominada Tamanho de Transferência (T_{80}) (DOBBY *et al.*, 2001). A Equação 2.8 apresenta esta correlação.

$$E_{SPI} = K \left(\frac{SPI}{\sqrt{T_{80}}} \right)^n \quad (2.8)$$

Onde K e n são constantes de propriedade da MinnovEX.

2.3.8 Integração da variável energia específica ao planejamento de lavra

O conhecimento dos parâmetros geometalúrgicos é de grande importância para a gestão das operações de mina e usina em projetos minerais. Estes parâmetros envolvem desde características de cada litologia, como teores, densidade e grau de alteração da rocha, até índices de desempenho operacional, como o consumo energético na moagem e a recuperação metalúrgica esperada no processo (MCKEE, 2013). A geometalurgia constitui-se em uma ferramenta capaz de aprimorar o desempenho da produção, integrando o banco de dados geológicos e de processo em um modelo preditivo. Faz-se necessário, para que haja sucesso neste sistema, a estruturação adequada das tomadas de decisão frente aos resultados gerados (LISHCHUK e PETTERSSON, 2021).

Na literatura, há poucos trabalhos nos quais, efetivamente, a variável energia específica de cominuição é inserida no modelo de blocos e utilizada na definição e realização do planejamento de lavra. Bye (2011) apresenta estratégias que demonstram a agregação de valor ao negócio, quando os parâmetros influentes na energia gasta nas etapas de cominuição são incluídos no modelo de blocos e participam do planejamento de lavra a longo prazo. Neste trabalho, o autor enfatiza que as jazidas minerais da Austrália sofreram uma queda significativa de teor ao longo de 30 anos, enquanto os rejeitos dobraram de volume neste período e o consumo energético aumentou em 70 %. Portanto, estudos geometalúrgicos direcionam o planejamento estratégico dos empreendimentos para

maximizar o aproveitamento dos depósitos, otimizando os gastos operacionais nas operações. Morales *et al.* (2019) apresentam cenários de planejamento estocástico de lavra de uma mina a céu aberto, incorporando, ao modelo de blocos, a taxa horária de produção de cada bloco obtida através do respectivo consumo energético na cominuição. Constatou-se, para o cenário que considerou a variável taxa horária de produção, ganho de 9,4 % no VPL e redução de 68,6 % nos riscos de não atingir a produção, frente aos resultados obtidos sem a inclusão deste parâmetro ao modelo. Rodrigues *et al.* (2014) utilizaram amostras de furos de sondagem de um depósito de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero determinando o requerimento energético da moagem e incorporando esta variável ao modelo de blocos da jazida. Verificou-se que esta abordagem pode direcionar o planejamento estratégico de lavra no aproveitamento racional da energia disponível no circuito de moagem, bem como dar subsídios para o dimensionamento de novas usinas de cominuição.

2.3.9 Inclusão da variável geometalúrgica energia específica ao modelo de blocos

Na literatura, podem ser encontrados alguns trabalhos nos quais discutiu-se a inclusão da variável geometalúrgica energia específica em modelos de bloco representativos de depósitos minerais.

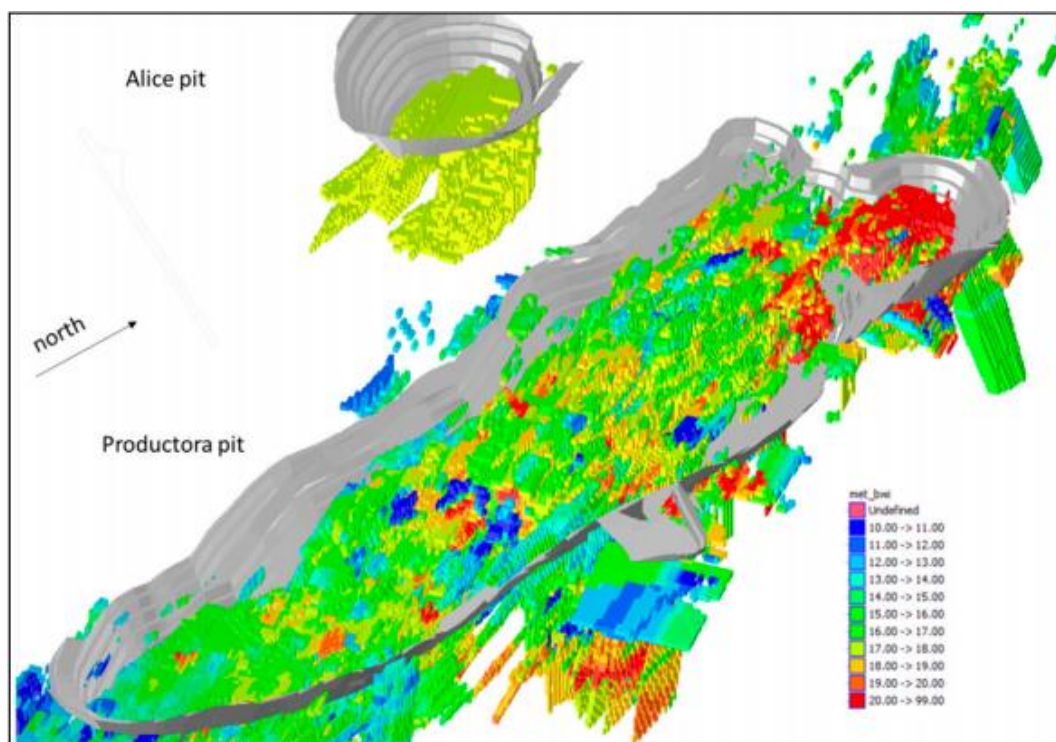
A empresa Hot Chilli, proprietária das minas de cobre, ouro e molibdênio do projeto Productora, localizado na região nordeste do Chile, desenvolveu um modelo geometalúrgico para prever as respostas do processamento dos minérios sulfetados e oxidados. Tal modelo geometalúrgico incorpora resultados de ensaios mineralógicos, metalúrgicos e de cominuição desenvolvidos para amostras coletadas dos diferentes domínios geológicos do depósito. Através deste modelo, foram estimadas as taxas horárias de produção e custos do circuito de cominuição (KING e MACDONALD, 2016).

Neste trabalho, foi realizada uma campanha de ensaios do parâmetro *BWI* para amostras de testemunho de sondagem, além de análises químicas visando investigar possíveis correlações com teores de determinados elementos. Através de regressão linear, foram geradas equações de correlação, sendo efetuado ajustes e avaliações considerando a consistência dos bancos de dados utilizados e experiências anteriores em depósitos similares (KING e MACDONALD, 2016). Para o corpo principal do depósito Productora, definiu-se a Equação 2.9, a qual permite estimar o *BWI*, em kWh/t, através dos teores de alumínio e potássio com um coeficiente de correlação R^2 de 0,75.

$$BWI = 0,9796 * Al + 1,5071 * K + 3,3686 \quad (2.9)$$

Onde *Al* = teor de alumínio (%); *K* = teor de potássio (%).

A Figura 2.21 exibe o modelo de blocos 3D destas minas, evidenciando as faixas numéricas do *BWI* bloco a bloco obtidas através da Equação 2.9.



**Figura 2.21 – Modelo de blocos 3D das minas de Cu-Au-Mo Productora e Alice
(KING e MACDONALD, 2016)**

O *BWI* médio do depósito, obtido através de ensaios efetuados em laboratório, foi comparado ao valor estimado pelos estudos geometalúrgicos. No primeiro caso, o valor obtido foi de 17,4 kWh/t. Para a segunda técnica, encontrou-se 16,75 kWh/t. Desta forma, a diferença de 3,7 % a menor foi considerada satisfatória, validando a correlação entre teores de *Al* e *K* com o *BWI*. Foi idealizado um circuito de moagem SABC, sendo conduzidas simulações matemáticas para a estimação dos custos de energia elétrica, moagem SAG e moinho de bolas (KING e MACDONALD, 2016). As Equações 2.10, 2.11 e 2.12 apresentam a correlação entre estes custos (USD/t) e os parâmetros *BWI* e *A_i* (Índice de Abrasão).

$$\text{Custo de energia elétrica} = 0,2067 * BWI - 1,6051 \quad (2.10)$$

$$\text{Custo de moagem SAG} = 0,01733 * \left(\frac{700}{BWI}\right) - 0,07542 \quad (2.11)$$

$$\text{Custo moinho de bolas} = \left(0,0794 * A_i^{0,498}\right) * (1,667 * BWI - 19,367) \quad (2.12)$$

A empresa Hot Chili efetuou dois cenários de planejamento estratégico de lavra: convencional (sem considerar o estudo geometalúrgico) e cenário levando em conta os dados geometalúrgicos. Na geração da cava final ótima, foi obtido um incremento de 1,4 % na produção de cobre metálico equivalente para o segundo cenário. Na definição do sequenciamento de mina, podem ser salientados os seguintes ganhos para o cenário geometalúrgico: elevação de 13 % no VPL do projeto e 5 % de redução nos custos operacionais (KING e MACDONALD, 2016).

Morales *et al.* (2019) abordaram o planejamento de longo prazo de uma mina a céu aberto de cobre e molibdênio, incorporando modelos geometalúrgicos ao modelo de blocos e utilizando a metodologia SDB. As seguintes variáveis geometalúrgicas foram estudadas: teores de cobre (%) e molibdênio (ppm), recuperação de cobre (%) e taxa de produção horária (t/h) do circuito de cominuição. Foram realizados 4 cenários. O primeiro

cenário (caso base) considerou, como variáveis determinísticas, os teores de cobre e molibdênio, além da recuperação de cobre. Para os demais cenários, foram desenvolvidas programações estocásticas. O cenário 2 considerou incertezas para os teores, enquanto o cenário 3 considerou incertezas para os teores e recuperação. O cenário 4, por sua vez, incorporou também a variável geometalúrgica taxa de produção horária e considerou incertezas para todas as variáveis. Verificou-se que o cenário 4 apresentou o melhor resultado, performando um ganho de 9,4 % no VPL em relação ao caso base e a redução do risco associado ao não cumprimento da produção em até 68,6%. Portanto, a incorporação da taxa de produção horária no cenário 4 possibilitou otimizar os tempos de processamento e o aproveitamento do depósito mineral, trazendo ao mesmo tempo maior rentabilidade financeira ao projeto e a redução de possíveis gargalos na usina de processamento.

Rodrigues *et al.* (2014) efetuaram estudos correlacionando o modelo geológico de um depósito de minério de ferro a ensaios de determinação do consumo energético na moagem para cada litologia mineralizada. A partir destes estudos, foi definido um modelo matemático para o cálculo da energia específica de cominuição, inserindo-se tal variável no modelo de blocos da jazida.

Para orientar os estudos, foi feita uma campanha inicial para 9 amostras de diferentes frentes de lavra e litologias específicas. A Tabela 2.6 apresenta os resultados da investigação preliminar, com relação às análises químicas, granulometria, determinação de tempo de moagem (*DTM*) e energia específica de cada tipologia mineralizada.

**Tabela 2.6 – Análises da investigação preliminar de amostras de frente de lavra
(RODRIGUES *et al.*, 2014)**

Tipo		Qualidade Química						+3/8” (9,53 mm)	DTM (s)	Energia (kWh/t)
		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂			
Minérios Semi Compactos	Itabirito Anfibolítico- Martítico (IAM)	39,9	37,8	0,15	0,043	4,84	0,14	81	1070	11,0
	Itabirito Anfibolítico- Martítico (IAM)	37,2	42,4	0,12	0,028	4,26	0,01	70	1460	14,6
	Itabirito Anfibolítico- Martítico (IAM)	38,4	40,0	0,09	0,048	4,9	0,01	81	1317	13,7
	Itabirito Martítico- especularítico (IME)	39,6	42,7	0,13	0,004	0,56	0,001	77	130	3,1
	Itabirito Especularítico Martítico (IEM)	44,9	34,1	0,23	0,029	1,42	0,04	69	400	3,8
	Itabirito Martítico- especularítico- goethítico (IMEG)	43,5	35,2	0,31	0,015	2,13	0,21	74	490	6,2
Minérios Friáveis	Itabirito Especularítico (IE)	48,4	27,9	0,59	0,022	2,07	0,15	25	429	4,0
	Itabirito Martítico- especularítico (IME)	53,2	21,7	0,42	0,03	1,47	0,25	43	300	3,5
	Itabirito Martítico- especularítico- goethítico (IMEG)	42,4	36,9	0,61	0,014	1,72	0,04	36	366	5,1

Percebe-se que as energias específicas (kWh/t) para cada litologia diferem entre si, mesmo quando o % acima de 3/8” se encontra próximo. Por exemplo, a amostra 2 (minério IAM) apresenta uma energia de 14,6 kWh/t e a amostra 5 (IEM) possui energia de 3,8 kWh/t, apesar dos percentuais retidos na malha de 3/8” serem, respectivamente, 70 % e 69 %. Desta forma, a composição mineralógica de cada litologia é determinante no seu consumo energético na cominuição (RODRIGUES *et al.*, 2014).

Foram conduzidos ensaios de requerimento energético para 450 amostras de furos de sondagem, efetuando-se um estudo estatístico para definir um modelo matemático de

correlação entre este parâmetro e outras variáveis do banco de dados geológicos. A Equação 2.13 foi obtida através de regressão linear, e permite o cálculo do requerimento energético (RE) em kWh/t.

$$RE = 3,51 + 0,221 * DTM - 0,0538 * Fe + 0,517 * PPC + 0,0401 * RA - 0,0281 * HE - 0,211 * HM \quad (2.13)$$

Onde DTM = determinação do tempo de moagem (s); Fe = teor de ferro no ROM (%); PPC = perda por calcinação no ROM (%); RA = retido acumulado na malha de 3/8" (%); HE = percentual de hematita especular na alimentação da flotação (%); HM = percentual de hematita martítica na alimentação da flotação (%).

Uma vez definido o modelo matemático, a variável geometalúrgica requerimento energético de moagem foi calculada e inserida nos modelos de blocos de longo e curto prazo. Desta forma, o planejamento de lavra passou a considerar a resposta prevista para o comportamento do minério na moagem. A Figura 2.22 apresenta a representação espacial da mina Alegria Norte e suas faixas de energia específica.

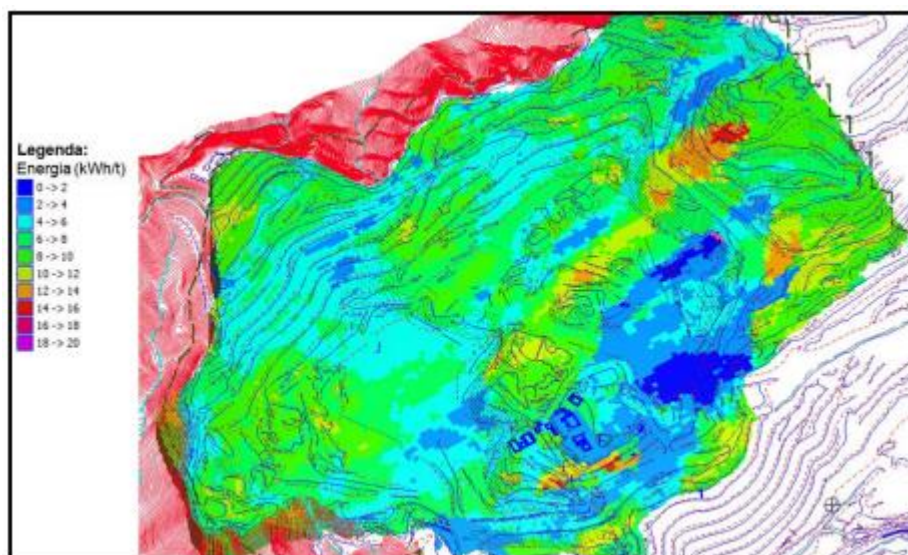
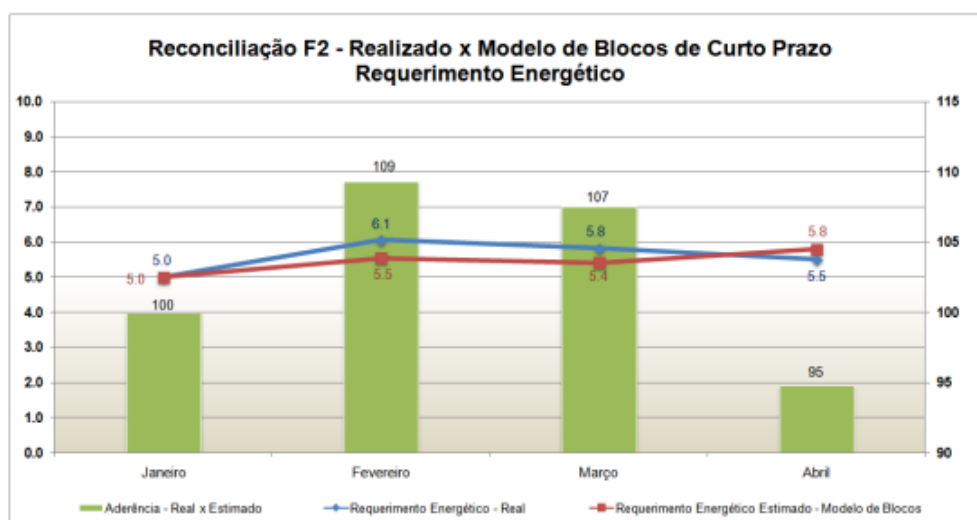


Figura 2.22 - Distribuição das faixas de energia específica na mina Alegria Norte

(RODRIGUES *et al.*, 2014)

No ano de 2014, o requerimento energético foi incluído nas rotinas de reconciliação, comparando-se os modelos de blocos previstos de longo e curto prazo com as produções reais extraídas e processadas. A Figura 2.23 apresenta a reconciliação da variável requerimento energético para o período entre janeiro e abril de 2014. Verificam-se aderências satisfatórias entre o previsto e realizado (RODRIGUES *et al.*, 2014).



**Figura 2.23 - Distribuição das faixas de energia específica na mina Alegria Norte
(RODRIGUES *et al.*, 2014)**

Desta forma, a variável geometalúrgica requerimento energético tornou-se um parâmetro importante para o embasamento do planejamento de lavra de longo e curto prazo, permitindo ajustar a blendagem do minério alimentado. Com isso, foi possível garantir a taxa horária esperada de produção e, ao mesmo tempo, otimizar a utilização da capacidade instalada da usina. Além disso, a abordagem geometalúrgica do consumo energético passou a subsidiar futuras expansões das instalações de moagem da empresa (RODRIGUES *et al.*, 2014).

2.4 Planejamento de Lavra Tradicional

O planejamento de lavra a céu aberto é realizado, usualmente, considerando um modelo de blocos e deve responder, a cada momento, três perguntas básicas: (1) o bloco será extraído? (2) em que período o bloco será extraído? (3) após extração, o bloco será processado? Tais decisões devem ser orientadas segundo estratégias alinhadas ao planejamento estratégico da mina, considerando a otimização da cava e definição do sequenciamento de produção que trará a maximização do fluxo de caixa durante toda a vida útil do projeto (DAGDELEN, 2001).

Segundo Dagdelen (2001), o planejamento estratégico tradicional engloba as seguintes etapas: definição da escala de produção; estabelecimento dos custos operacionais e preços de venda associados; definição da cava final; geração de cavas aninhadas; definição de *pushbacks*; otimização do teor de corte; definição do sequenciamento de lavra. À medida que o projeto avança e o sequenciamento de mina é executado, o planejador deve aperfeiçoar o planejamento estratégico de lavra, retroalimentando assim o sistema e compondo um ciclo de etapas a serem cumpridas continuamente.

De forma especial, os *pushbacks* são definidos como desdobramento das cavas aninhadas, que englobam desde cavas menores com altos valores monetários associados até cavas maiores com menores valores monetários associados. A otimização do teor de corte é um critério importante para definir os blocos de minério e estéril, bem como determinar que blocos serão processados. A Figura 2.24 apresenta uma visão esquemática do ciclo de planejamento de mina tradicional.

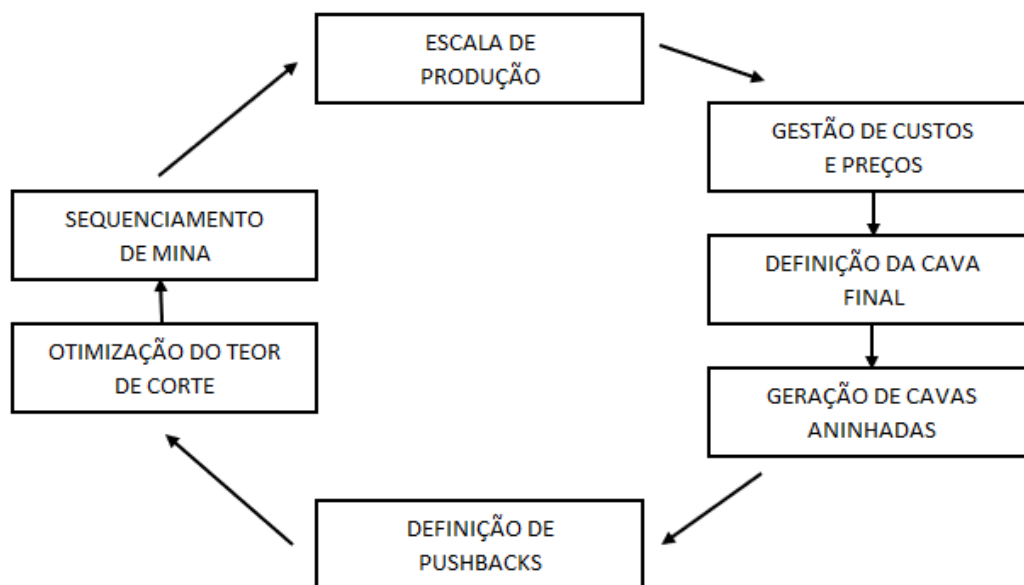


Figura 2.24 - Fases do Planejamento de Lavra Tradicional (adaptado de DAGDELEN, 2001)

O fato de o planejamento estratégico apresentar um comportamento cíclico, bem como a notável interdependência das etapas com questões econômicas e de mercado, traz significativos desafios para o seu desenvolvimento. Portanto, trata-se de um problema dirigido à otimização multivariável com distintas soluções simultâneas. Diversos algoritmos foram propostos para a resolução deste problema, podendo-se dividi-los em verdadeiros otimizadores ou técnicas heurísticas (DAGDELEN, 1985).

2.5 Sequenciamento Direto de Blocos (SDB)

O SDB é uma metodologia de otimização de cava e sequenciamento de mina elaborado por Johnson (1968). Tal abordagem consiste em algoritmos baseados na Programação Inteira Mista (PIM), objetivando maximizar o Valor Presente Líquido (VPL) do empreendimento de mineração, considerando restrições operacionais durante a vida útil do projeto. Tais equações matemáticas devem definir soluções capazes de

responder, de forma simultânea: quais são os blocos de lavra a ser extraídos; qual destino será dado aos blocos extraídos; e em que períodos tais blocos serão extraídos. Esse processo não é incremental, ou seja, todas as decisões são tomadas de forma a verificar sua implicação nos demais períodos.

Entretanto, tal metodologia ficou, durante muitos anos, impossibilitada de aplicação prática, devido à capacidade insuficiente de processamento e outros recursos computacionais não disponíveis na época. Segundo Almeida (2013), a partir da primeira década do século XXI os avanços em *hardware* e *software*, além do crescente interesse por modelos probabilísticos de planejamento de lavra, permitiram o aumento da competitividade e viabilidade técnico-econômica do SDB. Sua aplicação prática tem sido intensificada nos últimos anos graças a evoluções computacionais importantes, como: aperfeiçoamento dos processadores e interfaces gráficas; implementação da tecnologia de 64 bits; e processamento paralelo (OTA e MARTINEZ, 2017).

2.5.1 Comparativo entre LG e SDB

A metodologia SDB enfatiza a temporalidade e o custo de oportunidade do problema, ao contrário da metodologia tradicional apresentada por Lerchs e Grossmann (1965). Pode-se enfatizar, além disso, outras vantagens da metodologia SDB sobre o planejamento de lavra tradicional: VPL descontado desde a otimização da cava final; não utilização de critérios de teor de corte para a definição do destino do bloco; e apresentação de múltiplas respostas a cada situação estudada (ALMEIDA, 2013).

A Figura 2.25 apresenta um comparativo entre a metodologia de Lerchs-Grossmann (LG) e o Sequenciamento Direto de Blocos (SDB), destacando os ganhos relacionados à segunda metodologia apresentada.

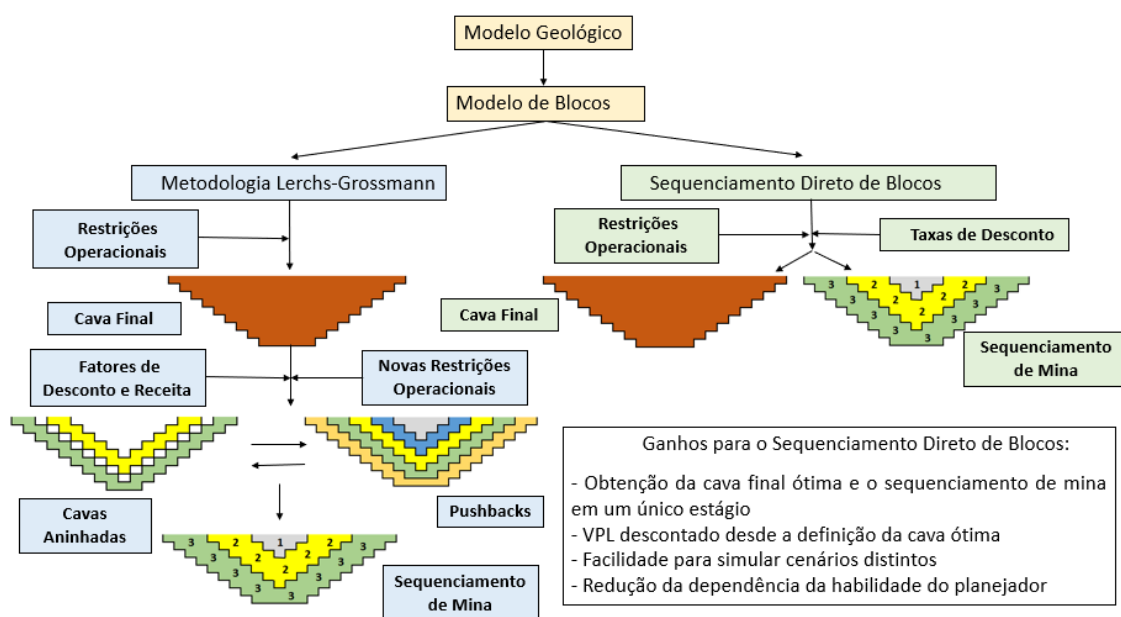


Figura 2.25 – Comparativo entre metodologias LG e SDB

Ressalta-se que a metodologia de Lerchs-Grossmann apresenta algumas 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, no alcance de VPL global menor em estimativas de *Best Case* (Melhor Caso), do que poderia ser alcançado através da metodologia SDB (CAMPOS *et al.*, 2018). Morales (2015) constatou, em seus estudos, a ocorrência de resultados desta natureza. A Figura 2.26 exhibe os resultados obtidos, em termos de VPL.

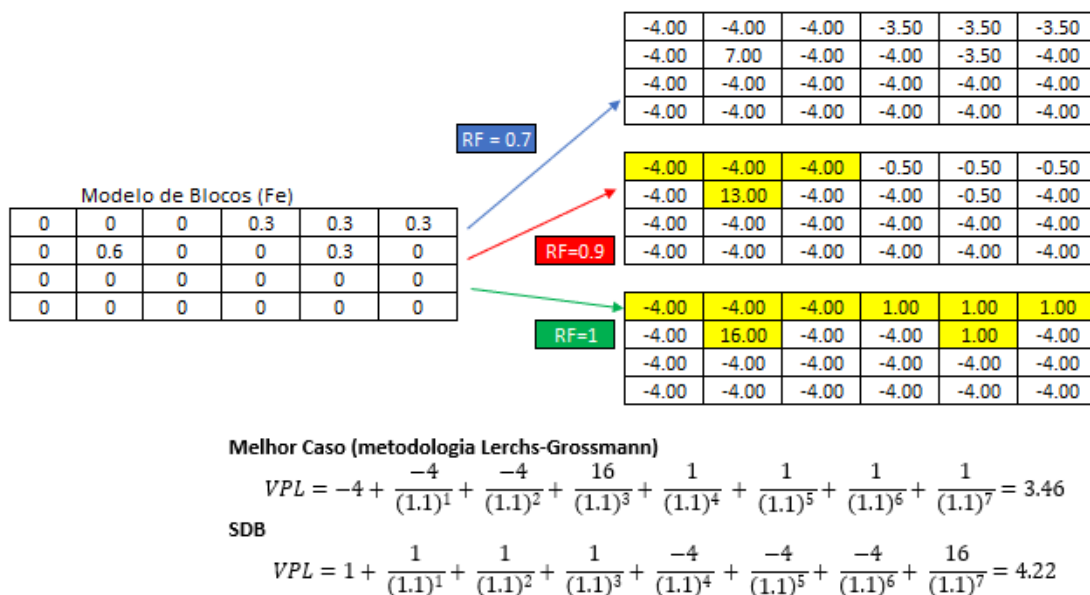


Figura 2.26 – Exemplo de modelo de blocos que apresenta resultado de VPL favorável ao SDB (adaptado de MORALES, 2015)

De forma distinta ao LG, o SDB simplifica as operações de planejamento tradicional, pois seus algoritmos permitem a otimização da cava final e o sequenciamento de lavra em apenas uma operação. Outra inovação importante é a aplicação das taxas de desconto desde a definição da cava final, acarretando a não necessidade dos processos de parametrização, comuns no planejamento tradicionalmente realizado nas empresas de mineração (CAMPOS, ARROYO e MORALES, 2018).

2.5.2 Formulações matemáticas gerais para LG e SDB

2.5.2.1 Problema de Otimização da Cava Final (POCF)

Também conhecido como *Ultimate Pit Limit Problem* (UPIT), o POCF teve suas bases matemáticas formuladas por Lerchs e Grossmann (1965) e permite determinar o envelope otimizado que contém os blocos a serem extraídos de uma jazida mineral, maximizando o valor econômico não descontado. Tal cálculo não considera, nesta fase, as restrições operacionais e de blendagem. As taxas de desconto são aplicadas apenas em

fase posterior, ou seja, durante a definição do sequenciamento da mina (WHITTLE *et al.*, 2005). As equações 2.14, 2.15 e 2.16 descrevem esta metodologia (ESPINOZA *et al.*, 2012).

$$\text{Max} \sum_{b \in B} p_b \hat{x}_b \quad (2.14)$$

$$\text{sujeito a } \hat{x}_b \leq \hat{x}_{b'}, \quad \forall b \in B, \forall b' \in B_b \quad (2.15)$$

$$\hat{x}_b \in \{0,1\} \quad \forall b \in B \quad (2.16)$$

Onde p_b : lucro obtido pela extração e processamento do bloco b ; \hat{x}_b : 1 se o bloco b está considerado no projeto da cava final, 0 caso contrário; $b \in B$: conjunto de blocos b ; $b' \in B_b$: conjunto de blocos b' que precede os blocos b .

A Equação 2.15 arbitra que cada bloco só pode ser extraído caso seu respectivo bloco predecessor seja extraído. O conjunto dos blocos predecessores define a superfície de contorno da cava final do projeto.

2.5.2.2 Problema do Sequenciamento de Mina com Precedência Restrita (PSMPR)

O PSMPR, também denominado de *Precedence Constrained Production Scheduling Problem* (PCPSP), foi inicialmente desenvolvido por Johnson (1968). Essa formulação matemática considera, além da otimização da cava final a céu aberto, a aplicação de taxas de desconto e restrições operacionais por período. Contempla as seguintes premissas: destinação do bloco (minério, estéril ou estoque) de acordo com seu respectivo valor econômico, limites mínimos e máximos de recursos operacionais por período e regras de precedência para cada bloco. Tal abordagem permite, portanto, a definição da cava final e o sequenciamento de mina em apenas um estágio, maximizando o fluxo de caixa descontado do projeto. O PSMPR consiste em resolver as Equações 2.17 a 2.25 (ESPINOZA *et al.*, 2012).

$$\text{Max} \sum_{b \in B} \sum_{d \in T} \sum_{t \in D} \bar{p}_{btd} y_{bdt} \quad (2.17)$$

$$\text{subject to} \sum_{r \leq t} x_{bT} \leq \sum_{r \leq t} x_{b'T} \quad \forall b \in B, b' \in B_b, t \in T \quad (2.18)$$

$$x_{bT} = \sum_{d \in D} y_{bdt} \quad \forall b \in B, t \in T \quad (2.19)$$

$$\sum_{t \in T} x_{bt} \leq 1 \quad \forall b \in B \quad (2.20)$$

$$R_{rt} \leq \sum_{b \in B} \sum_{d \in T} \bar{q}_{brd} y_{bdt} \leq \bar{R}_{rt} \quad r \in R, \forall t \in T \quad (2.21)$$

$$a \leq Ax \leq \bar{a} \quad (2.22)$$

$$a \leq Ay \leq \bar{a} \quad (2.23)$$

$$y_{bdt} \in \{0,1\} \quad \forall b \in B, d \in D, t \in T \quad (2.24)$$

$$x_{bt} \in \{0,1\} \quad \forall b \in B, t \in T \quad (2.25)$$

Onde $r \in R$: conjunto de recursos r ; $d \in D$: conjunto de destinações d ; \bar{p}_{btd} : lucro obtido pela extração (e processamento) do bloco b (para o período t e/ou enviado para a destinação d) (USD); \bar{q}_{brd} : quantidade de recurso r utilizado na extração e, se aplicável, no processamento do block b (quando enviado para a destinação d) (tons); R_{rt} : disponibilidade mínima de recurso r no período de tempo t (tons); \bar{R}_{rt} : disponibilidade máxima de recurso r no período de tempo t (tons); Ax, Ay : coeficientes arbitrados para as restrições laterais gerais; a, \bar{a} : níveis baixos e altos arbitrados para as restrições laterais gerais (vetores com o número de linhas e colunas iguais, respectivamente, a Ax e Ay); y_{bdt} : quantidade de blocos b enviados para a destinação d no período de tempo t (%); x_{bt} : 1 o bloco b for extraído período de tempo t , 0 caso contrário.

O PSMPR maximiza o VPL relativo à extração de blocos ao longo da vida do

projeto. Ressalta-se que o termo \bar{p}_{btd} é corrigido pela taxa de desconto α no decorrer do tempo t , de acordo com a fórmula $\frac{\bar{p}_{btd}}{(1+\alpha)^t}$. A Equação (2.18) determina regras de precedência para todos os blocos durante os períodos de tempo t . A Equação (2.19) assegura a consistência entre os valores das variáveis de extração e processamento. Ou seja, um bloco não extraído não deve participar do sequenciamento de mina e, caso seja extraído, terá um destino definido pelo algoritmo. A equação (2.20) arbitra que um bloco específico só pode ser extraído uma vez, para cada cota (nível) de mina. A Equação (2.21) garante limites no uso de quaisquer recursos durante a operação da mina. As equações (2.22) e (2.23) representam limitações laterais gerais nas direções x e y .

2.6 Metodologia de Otimização Global

Nos últimos anos, o SDB tem sido aperfeiçoado de forma significativa, incorporando inovações atrativas e viabilizando a sua utilização nos meios industrial e acadêmico. A otimização global consiste em uma abordagem baseada no SDB, contemplando lógicas matemáticas e heurísticas proprietárias (OTA & MARTINEZ, 2017).

Os algoritmos de otimização global consideram várias etapas para modelar e resolver problemas reais de mineração. Essa arquitetura digital permite encontrar alternativas viáveis para questões complexas, dentro de uma abordagem inovadora em relação às metodologias tradicionais (OTA & MARTINEZ, 2017).

Em geral, a maioria dos parâmetros operacionais de programação de mina tem um comportamento linear. Porém, as metodologias de Programação Linear (PL), individualmente, não são capazes de resolver esses problemas de forma adequada e em um tempo razoável. Assim, é necessário utilizar outras lógicas matemáticas, como

heurísticas. Esses algoritmos interpretam respostas contínuas e as transformam em soluções inteiras e não lineares. As heurísticas permitem a modelagem global de problemas, entendendo os impactos de cada evento na tomada de decisão do planejador. O processamento é feito de forma iterativa para cada simulação, e as respostas para cada cenário são armazenadas e aprendidas para auxiliar na resolução dos próximos desafios (OTA & MARTINEZ, 2017). A Figura 2.27 apresenta o fluxograma das etapas lógicas dos algoritmos de otimização global do *software* MiningMath.

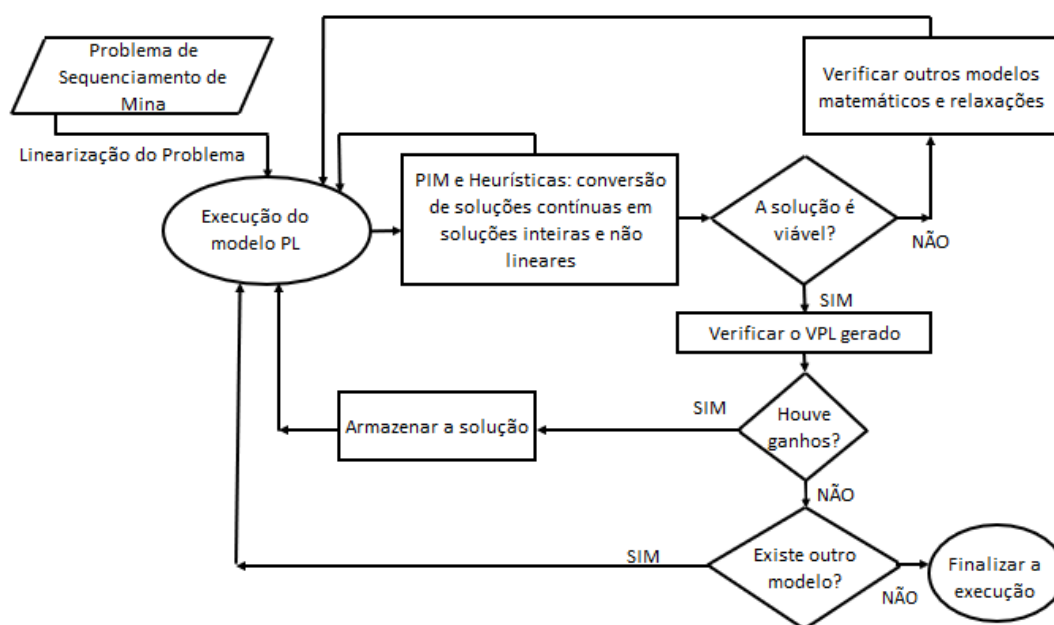


Figura 2.27 – Etapas lógicas dos algoritmos de otimização global do *software* MiningMath (adaptado de OTA & MARTINEZ, 2017)

Tal sequência lógica se inicia com a definição dos parâmetros e premissas de um determinado problema de planejamento de mina. O problema em questão é modelado através de equações de Programação Linear (PL), sendo em seguida processado por meio de Programação Inteira Mista (PIM) e heurísticas. A viabilidade das soluções encontradas é verificada. Caso a solução não seja viável, são incluídos mecanismos de Relaxação Lagrangeana de alguns parâmetros, além de outros modelos matemáticos. Em seguida, o

processamento é reiniciado. Encontrando soluções viáveis, o VPL é verificado e otimizado. Caso a solução otimizada obtenha o aprimoramento do VPL, tais respostas serão armazenadas no banco de dados. Do contrário, novas iterações são necessárias para obter soluções que melhorem o VPL. Além disso, outros modelos são verificados para melhorar as soluções para o problema. O processamento será finalizado quando todas as alternativas possíveis forem testadas, sendo emitidos os relatórios contendo os resultados da simulação.

Os modelos baseados em PIM têm se mostrado eficientes na simulação do planejamento de lavra, considerando a mesclagem de várias frentes para atender a aplicações específicas. Jamshidi e Osanloo (2018) utilizaram um modelo baseado em PIM para realizar diferentes cenários em uma mina de minério de ferro, considerando produtos com diferentes especificações e destinos. Nesse ínterim, eles alcançaram ganhos no VPL de mais de 15% em comparação ao que foi alcançado para um único produto.

Esses recursos matemáticos também são usados para melhorar a capacidade de complexas usinas de processamento de minerais. Fathollahzadeh *et al.* (2021) desenvolveram um modelo matemático PIM inovador, denominado *Grade Engineering* e aplicado à programação de produção da mina alinhada com operações de pré-concentração em faixa granulométrica grosseira. Nessas operações, os materiais desejáveis (de alto teor) são separados dos indesejáveis (de baixo teor ou antieconômicos), garantindo assim o uso efetivo de energia, água e materiais de desgaste para gerar um produto de alto valor agregado. Este modelo maximiza o VPL de acordo com diferentes restrições operacionais, tendo sido avaliado em diferentes cenários.

2.6.1 Restrições geométricas e de precedência de blocos

As principais restrições geométricas influentes em cenários de otimização global são: Largura Mínima de Lavra (LML), Largura Mínima de Fundo de Cava (LMFC) e Taxa Máxima de Avanço Vertical (TMAV). A LML consiste na distância horizontal mínima a ser extraída em um determinado período, sendo geometricamente definida pela distância entre os limites de lavra em períodos consecutivos. A LMFC é a distância horizontal medida no nível mais baixo a ser extraído nesta cava em cada período. Este parâmetro é adotado para todos os períodos. Por fim, a TMAV é a distância máxima, medida considerando diferentes níveis da mina, que podem ser extraídos por período. Essas quantidades são influenciadas pelo porte do equipamento e pela profundidade da cava (MININGMATH, 2022). Tais restrições geométricas visam permitir uma regularidade adequada das dimensões da cava, contribuindo para ganhos na produtividade das operações de mina. A Figura 2.28 ilustra esses parâmetros.

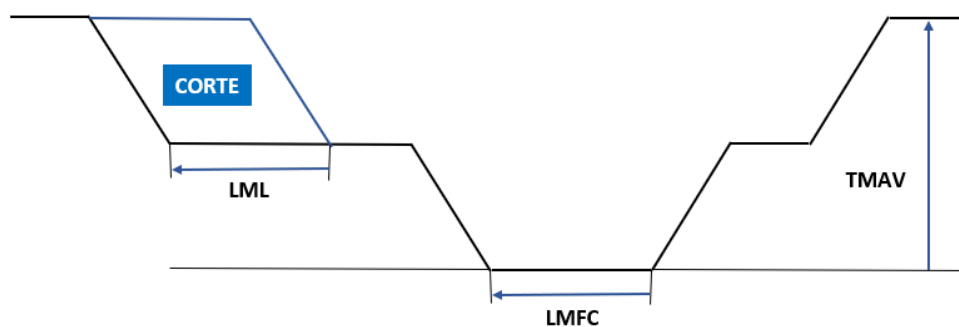


Figura 2.28 – Restrições geométricas de cava

Segundo Espinoza *et al.* (2012), as restrições de precedência devem garantir a extração sequencial dos blocos, para proporcionar ótima produtividade e liberação de frentes de lavra. A relação entre a precedência dos blocos depende do arranjo geométrico entre eles e deve ser considerada dentro da formulação matemática utilizada no

planejamento estratégico de lavra. A Figura 2.29 apresenta um conjunto de blocos, permitindo uma análise de precedência.

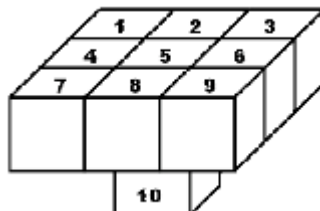


Figura 2.29 – Arranjo geométrico entre blocos de lavra (ESPINOZA *et al.*, 2012)

De forma preliminar, percebe-se que a remoção do bloco 10 demandaria a extração de 9 blocos acima desse bloco. No entanto, na prática existem mais 8 blocos circundando o bloco 10 no mesmo nível, que também terão de ser removidos. Portanto, as operações de precedência são complexas e devem ser analisadas e respondidas pelo algoritmo de otimização.

2.6.2 Mecanismos matemáticos aplicados

No âmbito da lógica matemática utilizada na otimização global, tem-se artifícios direcionados para reduzir a complexidade e o tamanho dos problemas em estudo, possibilitando assim a sua resolução de forma mais objetiva. Neste tópico, serão destacados alguns destes mecanismos.

2.6.2.1 Agrupamento de blocos

Problemas de sequenciamento de mina, usualmente, são muito grandes para serem resolvidos por Programação Inteira Mista (PIM). Segundo Ramazan (2006), podem ser utilizadas alternativas para modificar a estrutura base da PIM e, desta forma, reduzir o número de variáveis e momentos de decisão.

O agrupamento de blocos é um destes mecanismos, o qual consiste na combinação de blocos, agregando e simplificando os grafos de diferentes blocos em um arco único.

Desta forma, reduz-se a quantidade de variáveis de decisão existentes no problema, tendo-se apenas um arco representando um galho maior. A metodologia chamada de Algoritmo de Árvore Fundamental, proposta por Ramazan (2006), combina os blocos presentes em um mesmo avanço de lavra em conjuntos de galhos agregados, permitindo a resolução do problema em sua formulação geral (DIMITRAKOPOULOS, MARTINEZ e RAMAZAN, 2007).

Weintraub, Pereira e Schultz (2008) propuseram a aplicação de dois métodos para simplificar o problema inicial. Na primeira proposta, tem-se um mecanismo de agregação para blocos com benefício e localização semelhantes. A segunda alternativa, por sua vez, os blocos de uma mesma coluna são agrupados em um processo de agregação posterior.

Outra proposta de tratamento é a aplicação da PIM com quantitativo menor de variáveis binárias. Nesta formulação, os blocos de minério são considerados como variáveis binárias de decisão, enquanto os blocos de estéril recebem o atributo de variáveis contínuas na decisão. Um problema desta tratativa é a tendência de maximização da PIM, onde o sistema apresenta dificuldades para a busca de soluções limitadas pelos agrupamentos de blocos de estéril. De outra forma, a geometria do agrupamento pode reduzir a aderência operacional da lavra da mina (RAMAZAN, 2006).

O mecanismo de agregação tem, como vantagem, a redução das dimensões do problema, bem como a complexibilidade dos grafos e precedências. A agregação favorece a geração de maiores volumes de frentes de lavra liberadas, contudo pode acarretar prejuízos significativos na exatidão da solução. Ocorrem, frequentemente, reduções na exatidão dos teores dos blocos agregados, comprometendo assim a confiabilidade na qualidade do minério a ser homogeneizado e alimentado na usina de processamento (CULLENBINE, WOOD e NEWMAN, 2011).

2.6.2.2 Heurística

Segundo Lambert *et al.* (2014), os artifícios heurísticos possibilitam a resolução de problemas de significativa complexidade computacional, podendo, contudo, não garantir a solução ótima devido a simplificações inerentes à metodologia.

Processos heurísticos adotam determinadas premissas para simplificar um problema computacional. Algumas abordagens utilizam a PIM associada ao processo de hierarquia topográfica, que consiste em uma pré-classificação dos blocos conforme a sua posição topográfica. Esta premissa orienta o processo de busca e apoia a viabilidade operacional da solução, pois os blocos mais próximos à superfície são posicionados na parte superior do vetor de busca (LAMBERT *et al.*, 2014).

2.6.2.3 Meta heurística

Este mecanismo heurístico permite a resolução, através de aproximações, de problemas complexos de otimização. Utiliza artifícios aleatórios, além do conhecimento histórico do problema em tratamento. O histórico do problema deve ser delimitado e considerado para a pesquisa de possíveis soluções. Deve-se identificar e evitar as zonas de atratividade, de forma que o algoritmo processe os blocos segundo premissas as mais coerentes possíveis em relação ao contexto real do problema (BLUM e ROLI, 2003).

Lamghari e Dimitrakopoulos (2012) propôs o mecanismo de busca denominado *Tabu Search* (TS). Segundo esta metodologia, as soluções são ranqueadas conforme sua significância para o problema. Tal classificação é atualizada durante o processo de busca, à medida que surgirem novos elementos. Desta forma, as soluções mais significativas são priorizadas, após verificação de sua validade, ficando as soluções menos significativas em estoque para utilização se necessário. O trabalho alia o mecanismo de memória de longo prazo e a variável vizinha, considerando a distância euclidiana. A solução

preliminar do problema passa por um refinamento da fronteira, através do mecanismo de troca dos blocos denominado de Recozimento Simulado (*Simulated Annealing*).

A estratégia de *Ant Colony Optimisation* define que as regiões de maior ganho financeiro devem direcionar a solução do problema. Tais regiões são consideradas promissoras, sendo zonas de atração para o mecanismo de busca. Desta forma, o sistema prioriza as soluções de maior valor agregado, demonstrando ser capaz de resolver problemas mais complexos e que envolvem significativa quantidade de blocos (SHISHVAN e SATTARVAND, 2015).

2.6.2.4 Relaxação lagrangeana

A estratégia de relaxação lagrangeana consiste em afrouxar ou relaxar determinadas restrições inseridas ao sistema, de forma que seja possível encontrar uma solução para sistemas mais complexos. Segundo Blum e Roli (2003), as restrições laterais do problema são retiradas das equações restritivas e inseridas na função objetivo. O fator inserido na função objetivo, o qual substitui a restrição, é chamado de Multiplicador ou Coeficiente de Lagrange. Essa substituição possibilita a resolução do sistema, reduzindo assim a ação proibitiva das equações restritivas. O Multiplicador de Lagrange mantém as restrições a serem cumpridas, mas favorece a convergência da solução.

Para cada bloco selecionado que transgredir uma determinada restrição, o coeficiente de Lagrange penaliza o valor da função benefício. Desta forma, o algoritmo tende a minimizar a quantidade de blocos que não obedeçam às restrições, de forma a maximizar os ganhos globais.

Percebe-se, na literatura, casos de sucesso utilizando-se a relaxação lagrangeana. Caccetta e Hill (2003) demonstraram a significativa convergência desta metodologia, efetuando-se a comparação de um sistema de otimização por PIM com a utilização de

coeficientes de Lagrange. Foi possível verificar maiores capacidades de processamento, além de ganhos na convergência de cerca de 5% com a utilização dos Multiplicadores de Lagrange.

O Multiplicador de Lagrange tem sido utilizado, também, em etapas de pré-otimização. Neste caso, almeja-se a definição de soluções prévias, que não significam soluções ótimas. Desta forma, tal etapa é preliminar à fase de refinamento das soluções (BIENSTOCK e ZUCKERBERG, 2010).

2.6.3 Particularidades de softwares de otimização global

A função objetivo obedecida pelos algoritmos de softwares de otimização global baseia-se na metodologia PSMPR, descrita no tópico 2.5.2.2 deste trabalho. Essa função otimiza a cava final e maximiza o VPL descontado, obedecendo às restrições operacionais definidas e gerando o sequenciamento de mina sem a necessidade de *pushbacks* (ESPINOZA *et al.*, 2012).

2.6.3.1 Superfícies de mineração

O software MiningMath considera o conceito de superfícies de mineração para definir os períodos de extração para cada bloco. Almeida (2013) demonstrou que essa concepção trouxe aumento de eficiência e produtividade na solução de problemas de planejamento de lavra. Houve redução no número de variáveis presentes no modelo matemático.

Superfícies de mineração consistem em conjuntos de elevações, onde cada coordenada (x, y) de um modelo de bloco tridimensional é representada pela profundidade da cava (z) em relação a um referencial de base arbitrado. Portanto, cada superfície de mineração representa o contorno da cava em um determinado período de extração.

A transição da cava entre períodos subsequentes é realizada por incrementos verticais descendentes, alterando o estado da mina $z_{ij}(t)$ de acordo com as decisões $u_{ij}(t)$: extrair ($u_{ij} = 1$) ou não ($u_{ij} = 0$) os blocos de certa região ij (índices de bloco) no período t . A formulação do estado é dada pela Equação 2.26 (ALMEIDA, 2013).

$$Z_{ij}(t+1) = z_{ij}(t) + cu_{ij}(t), t \geq 1; i = 1, \dots, N_x; j = 1, \dots, N_y. \quad (2.26)$$

Onde: N_x = número de blocos na dimensão x ; N_y = número de blocos na dimensão y ; c = constante de profundidade relacionada com cada bloco extraído.

2.6.3.2 Controle dos ângulos de inclinação

Os ângulos de inclinação são controlados simultaneamente para cada estado da mina, comparando as elevações adjacentes (Equação 2.27). No caso da metodologia LG, essas restrições são analisadas em relação a cada bloco e seus antecessores, o que acarreta maior complexidade nas aproximações necessárias.

$$|z_{ln}(t) - z_{ij}(t)| \leq h, t \geq 1 \text{ for } |l - i| = 1 \text{ and } |n - j| = 1 \quad (2.27)$$

Onde: z_{ln} = elevação adjacente ao z_{ij} ; h = diferença fixa da elevação calculada para o ângulo de talude desejado.

Pode-se observar que a diferença de elevação adjacente deve ser determinada pelo algoritmo para diferentes direções em relação a cada ponto. Com isso, as possíveis aproximações em relação aos ângulos de talude exigidos são minimizadas. Além disso, a definição de restrições nas superfícies de mineração permite a simplificação dos parâmetros geométricos e a redução da complexidade inerente às formulações tradicionais de planejamento de lavra. A Figura 2.30 exibe de que forma o controle da diferença de elevação adjacente é realizado.

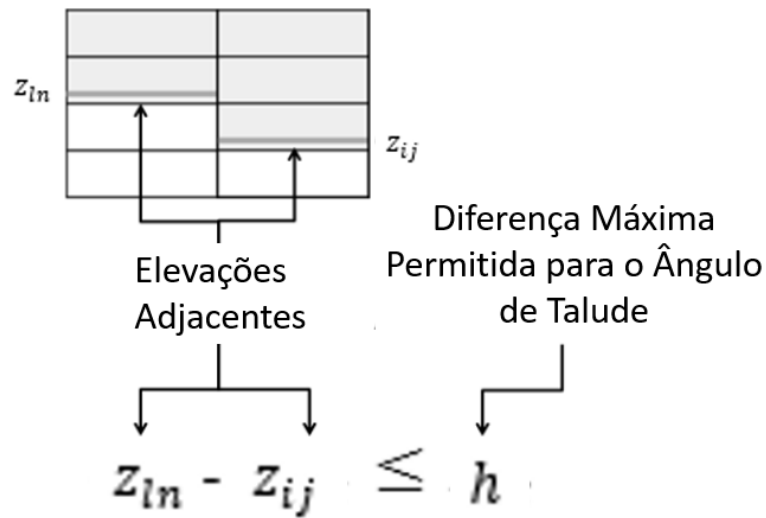


Figura 2.30 – Controle de elevação para blocos adjacentes para atendimento ao ângulo de talude requerido (adaptado de OTA e MARTINEZ, 2017)

2.6.4.3 Hierarquia de restrições

Os softwares baseados em otimização global possibilitam diferentes soluções para o projeto de mineração, considerando as premissas definidas pelo usuário e a hierarquia das restrições de prioridade presentes nos algoritmos (Figura 2.31). Os algoritmos podem relaxar algumas restrições, quando necessário, tentando respeitar a ordem hierárquica definida (MININGMATH, 2022).

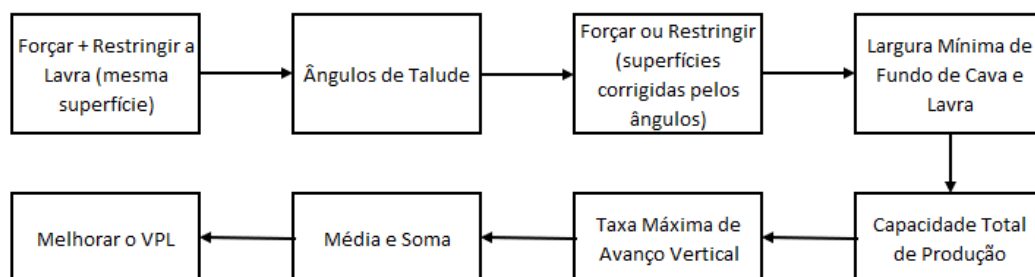


Figura 2.31 – Ordem hierárquica de prioridade de restrições (adaptado de MININGMATH, 2022)

2.7 Avidez por Blocos e Suas Consequências para SDB e Otimização Global

A avides por blocos é a propriedade, existente nos algoritmos de otimização de cava, pela qual os blocos mais ricos e lucrativos são extraídos nos períodos iniciais de lavra. As metodologias SDB e otimização global apresentam avides mais acentuada do que a metodologia convencional baseada em Lerchs-Grossmann, devido à capacidade de análise individual de cada bloco e utilização de taxas de desconto desde a definição da cava final. A estratégia de antecipar a lavra dos blocos mais ricos traz a elevação do VPL nos primeiros anos do projeto (RAMAZAN e DIMITRAKOPOULOS, 2012).

Em função da avides, os teores alimentados na usina tendem a ser maiores no início da vida útil do projeto, decaindo gradativamente ao longo da vida útil. Souza (2016) efetuou estudos de planejamento de lavra utilizando SDB para um depósito de minério de ferro. Foram feitos dois cenários diferentes, considerando tamanhos de praça de 200 m e 50 m. A Figura 2.32 apresenta a evolução dos teores de Fe no ROM alimentado na usina.

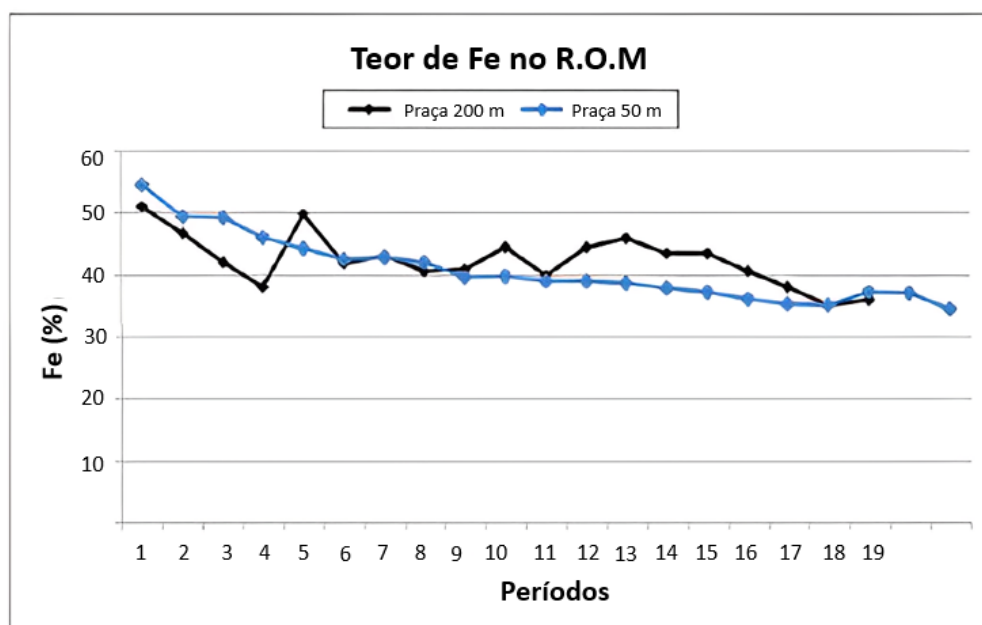


Figura 2.32 – Impacto do tamanho da praça nos teores de Fe (SOUZA, 2016)

Verifica-se, para os dois cenários, a tendência de queda gradativa do teor de Fe ano após ano. Entretanto, o valor maior do tamanho de praça (200 m) acarreta dificuldades para selecionar os blocos mais ricos nos anos iniciais de lavra. O cenário cujo tamanho de praça foi de 50 m, por sua vez, é mais seletivo, de forma a gerar teores de Fe mais elevados nos anos 1 a 4, bem como menores oscilações neste parâmetro ao longo da vida útil da mina (*life of mine* ou LOM). Desta forma, o cenário relativo à praça de 200 m apresentou um VPL 6,64% menor do que o performado pelo outro cenário.

Em outro estudo, foi efetuada uma comparação do planejamento de lavra para dois cenários com metodologias distintas: LG e SDB. A Figura 2.33 exibe a evolução dos teores ao longo da vida útil do projeto para estes cenários.

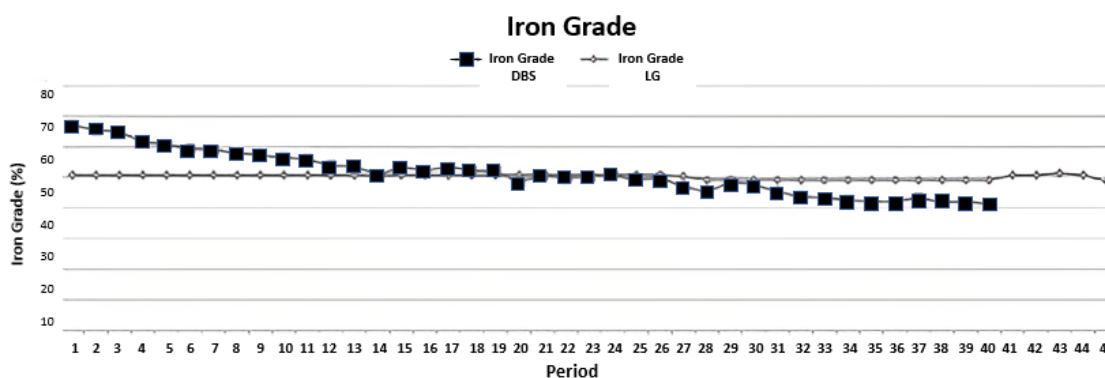


Figura 2.33 – Evolução dos teores de Fe para DBS e LG (SOUZA *et al.*, 2018)

A Figura 2.33 demonstra a queda constante dos teores de Fe para o cenário DBS, em função da avidez por blocos mais ricos. O cenário LG mantém um teor médio de Fe constante em 50 % durante toda a LOM, permitindo assim estabilidade na qualidade alimentada na usina. De outra forma, observa-se o fato do cenário SDB finalizar o projeto 5 anos antes do que o cenário LG, o que pode ser benéfico para evitar reduções expressivas no VPL devido às taxas de desconto aplicadas em anos mais avançados de operação.

Castanheira (2021) efetuou cenários para um modelo de blocos representativo de uma mina de cobre, comparando os resultados obtidos para as abordagens Pseudoflow e SDB. Definiu-se, como premissa, teores de corte arbitrados desde 0,05 % até 0,50 % Cu. Verificou-se que, a partir do teor de corte de 0,25 % Cu, os volumes extraídos de estéril foram maiores para as simulações conduzidas com a metodologia SDB, performando um volume global 60 % maior do que para a abordagem tradicional. Isto ocorreu devido à busca por blocos mais ricos, acarretando a necessidade de elevar o desenvolvimento da mina para as simulações que apresentavam maior teor de corte. A Figura 2.34 exibe os resultados globais de extração de estéril para cada teor de corte.

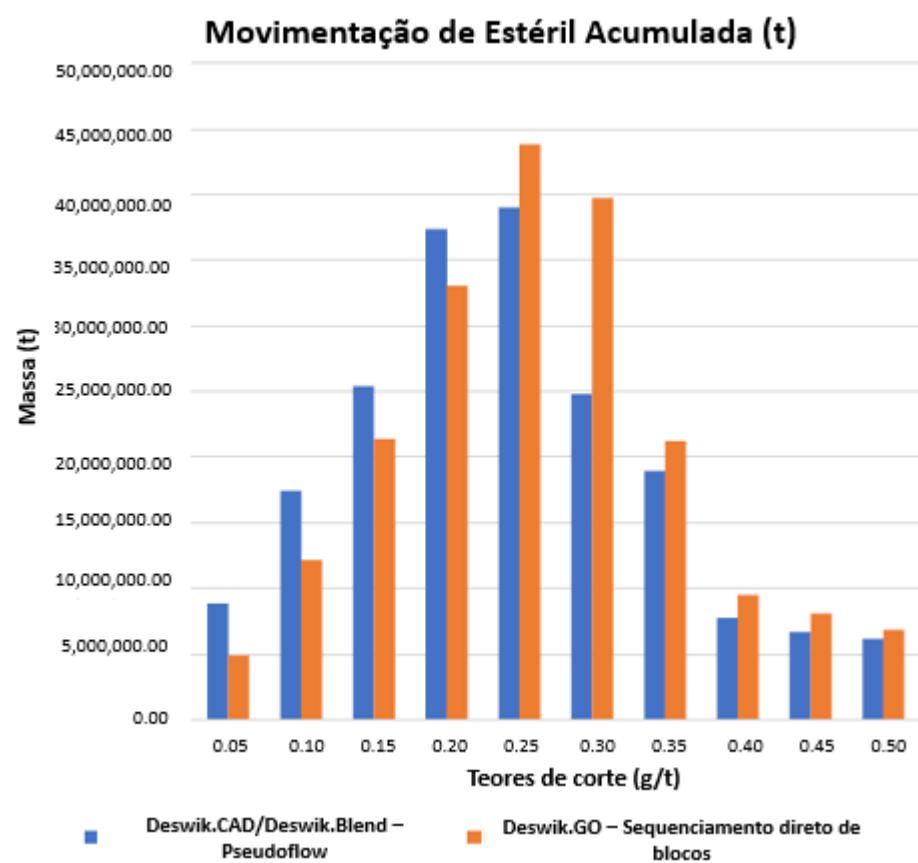


Figura 2.34 – Movimentações de estéril para diferentes teores de corte

(CASTANHEIRA, 2021)

Martins, Mata e Mazzinghy (2021) realizaram estudos para um depósito de cobre e ouro, considerando 2 cenários de SDB. Para o primeiro cenário, considerou-se, como constantes, as recuperações de processo, tempo de processamento, custos de processo e de mina. O segundo cenário considerou tais parâmetros variáveis bloco a bloco. A Figura 2.35 permite notar que as cavas geradas para diferentes períodos apresentam blocos esparsos, formando regiões que deverão ser lavradas posteriormente e que trarão dificuldades operacionais. Esse fato é mais proeminente para o cenário 2, que incluiu no modelo as variáveis geometalúrgicas recuperação, tempo de processamento e custos operacionais.

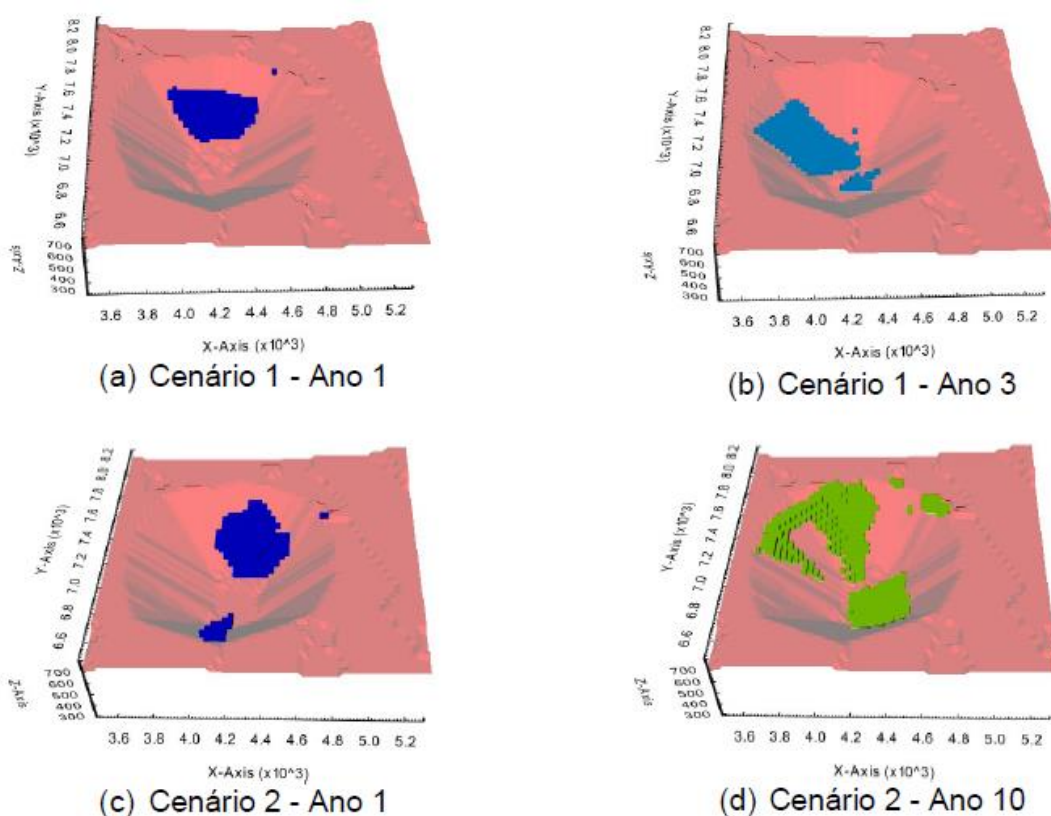


Figura 2.35 – Cavas geradas para os cenários SDB 1 e 2 (MARTINS, MATA e MAZZINGHY, 2021)

Desta forma, a aidez por blocos é uma propriedade intrínseca às metodologias SDB e otimização global, tratando-se de um processo dirigido à antecipação de receitas

com o objetivo de elevar o VPL do projeto. Podem ser salientadas as seguintes consequências da avidez: extração de blocos mais ricos nos primeiros anos, tendência de elevação da REM, oscilações nas produções de minério e estéril e irregularidade nas cavas geradas. No entanto, tais abordagens têm sido aperfeiçoadas ao longo do tempo, acarretando desta forma o crescimento do interesse acadêmico e comercial por elas. Além disso, algumas estratégias podem ser utilizadas para mitigar os efeitos indesejáveis da avidez por blocos, como a definição de metas distintas de movimentação mássica por períodos e utilização de pilhas de estocagem de minério.

3. METODOLOGIA

A Figura 3.1 apresenta a metodologia utilizada no desenvolvimento da pesquisa.

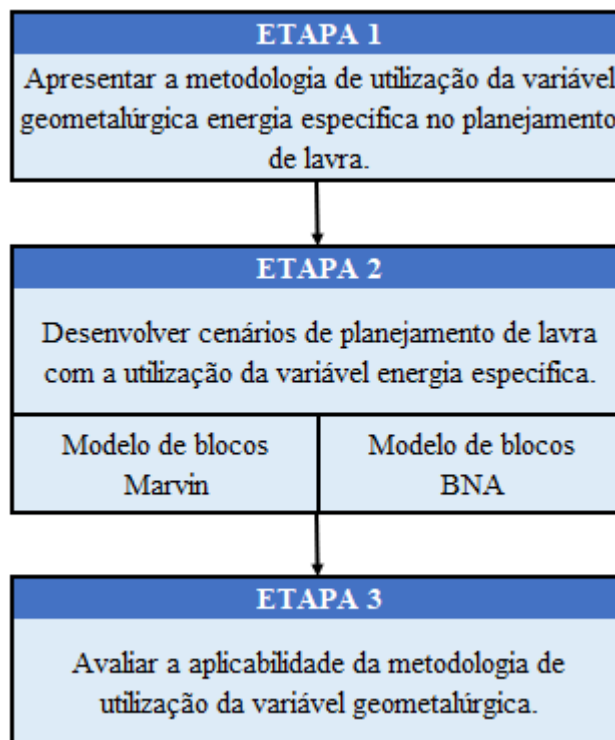


Figura 3.1 – Etapas de desenvolvimento da pesquisa

3.1 Etapa 1

A Etapa 1 apresenta o passo a passo da metodologia proposta para a utilização da energia específica de cominuição no planejamento de lavra. Ressalta-se que tal metodologia considera, para sua aplicação, a prévia distribuição da variável energia específica no modelo de blocos representativo do depósito mineral.

Trata-se de um tema pouco estudado em trabalhos acadêmicos. Nenhuma dissertação de mestrado ou tese de doutorado produzida no Brasil foi encontrada sobre a temática “metodologia de utilização da variável geometalúrgica energia específica”. Foram consultadas as seguintes bases de dados:

- Capes (<http://catalogodeteses.capes.gov.br>)
- Domínio Público (<http://www.dominiopublico.gov.br>)

A metodologia para utilização da variável geometalúrgica energia específica foi apresentada de forma detalhada, sendo aplicável para modelos de bloco nos quais a energia específica está distribuída bloco a bloco.

3.2 Etapa 2

A Etapa 2 consistiu no desenvolvimento de cenários de planejamento de lavra, utilizando-se modelos de bloco contemplando ou não a energia específica de cominuição. A partir daí, foram efetuadas comparações entre o desempenho financeiro e operacional de diferentes cenários.

Buscou-se, nesta fase, demonstrar de que forma a utilização da variável geometalúrgica energia específica traz maior confiabilidade ao planejamento estratégico de mina, quando comparado à abordagem tradicional em que este parâmetro é desconsiderado. Além disso, foram efetuados estudos para estabilização das produções de minério e estéril, como forma de otimização dos resultados finais dos cenários realizados.

Foram desenvolvidos cenários de planejamento de mina de otimização global utilizando dois modelos de bloco distintos: modelo Marvin (ESPINOZA *et al.*, 2012); e um modelo pertencente à empresa BNA Mining Solutions.

3.2.1 Descrição geral dos Cenários

A Tabela 3.1 apresenta, de forma esquemática, os cenários desenvolvidos e suas particularidades. Nota-se que os cenários A1, A2 e A3 utilizaram o modelo de blocos

Marvin, enquanto os cenários B1, B2 e B3 consideraram o modelo de blocos de propriedade da BNA.

Tabela 3.1 – Cenários desenvolvidos por modelo de blocos

Modelo de blocos	Cenários	Parâmetros de investigação	Principais condições arbitradas no cenário
Marvin	A1	Cenário geometalúrgico com premissas e restrições específicas	Movimentações de massa constantes ao longo da vida útil
	A2	Comparação de dois cenários geometalúrgicos com premissas e restrições similares	Ramp-up em três anos
	A3		Movimentações de massa variáveis e utilização de pilhas de estocagem
BNA Mining Solutions	B1	Comparação de três cenários geometalúrgicos com premissas e restrições similares	Recuperação constante e energia específica não considerada
	B2		Recuperações e energias específicas conforme modelo de blocos
	B3		Movimentações de massa variáveis e utilização de pilhas de estocagem

O cenário A1 considerou a variável geometalúrgica energia específica e determinadas restrições e premissas, permitindo análises específicas. De outra forma, os

cenários A2 e A3 contemplaram parâmetros similares e foram analisados de forma conjunta. O cenário A2 incluiu um *ramp-up* nos primeiros três anos e o cenário A3 incluiu, além disso, faixas distintas de movimentação de massa e pilhas de estocagem de minério.

O cenário B1 contemplou a recuperação de processo constante bloco a bloco e desconsiderou a variável energia específica. O cenário B2 considerou as recuperações e energias específicas variáveis conforme definições do modelo BNA. De outra forma, o cenário B3 contemplou as premissas do B2 e, adicionalmente, levou em conta faixas distintas de movimentação de massa por períodos e a utilização de pilhas de estocagem de minério.

3.2.2 Informações sobre o modelo de blocos Marvin

O modelo de blocos Marvin é um banco de dados de domínio público, disponível no *website* Minelib (ESPINOZA *et al.*, 2012). Tal banco de dados representa uma mina fictícia de cobre e ouro, tendo os seguintes parâmetros por bloco: dimensões, localização (coordenadas X, Y e Z), parâmetros econômicos (USD), teores de cobre (%), teores de ouro (ppm), densidade (t/m^3) variável por bloco, ângulo de talude (graus) constante e igual a 45° , tempo de processamento (h) e recuperações de processo fixas (88% para cobre e 60% para ouro). O modelo Marvin é composto por 53.271 blocos, com dimensões regulares e iguais a 30 m x 30 m x 30 m. A planilha CSV contendo os valores de cada bloco do modelo se encontra disponível, para download, no seguinte link: <https://knowledge.miningmath.com/academy/datasets>.

O modelo de blocos Marvin, originalmente, não possui a variável energia específica. Definiu-se, como premissa para incluir este parâmetro nos estudos de caso desenvolvidos, uma correlação direta da energia específica com a profundidade. Para os

blocos mais superficiais, cuja profundidade foi arbitrada como “0” (zero), atribuiu-se uma energia específica de 10,0 kWh/t. Foram considerados incrementos de energia específica para níveis cada vez mais baixos. Atribuiu-se 17,0 kWh/t para os blocos mais profundos do depósito, cujo nível vertical foi de 495 m abaixo da profundidade zero.

3.2.3 Características do modelo de blocos BNA

Utilizou-se um modelo de blocos de propriedade da BNA Mining Solutions, representando um depósito de minério de ferro situado no estado de Minas Gerais. Este modelo é composto por 102.789 blocos, cujas dimensões são 10 m x 10 m x 10 m. Duas variáveis geometalúrgicas são distribuídas ao longo do modelo de blocos: recuperação do processo (%) e energia específica (kWh/t). As médias globais dessas variáveis no modelo de blocos são, respectivamente: 75% e 7,0 kWh/t.

Como parte da construção do modelo de blocos, foi considerado um plano de alteração horizontal. Este plano divide o depósito em 4 litologias diferentes: rocha hospedeira alterada; rocha hospedeira fresca; rocha mineralizada alterada; e rocha mineralizada fresca. Nestas denominações, o termo "rocha mineralizada" refere-se a litologias que possuem diferentes teores de ferro, e o termo "rocha hospedeira" refere-se a litologias que não contêm nenhum conteúdo em ferro. A Figura 3.2 apresenta uma vista tridimensional do modelo de bloco em estudo, identificando a zona de alteração e as diferentes litologias presentes.

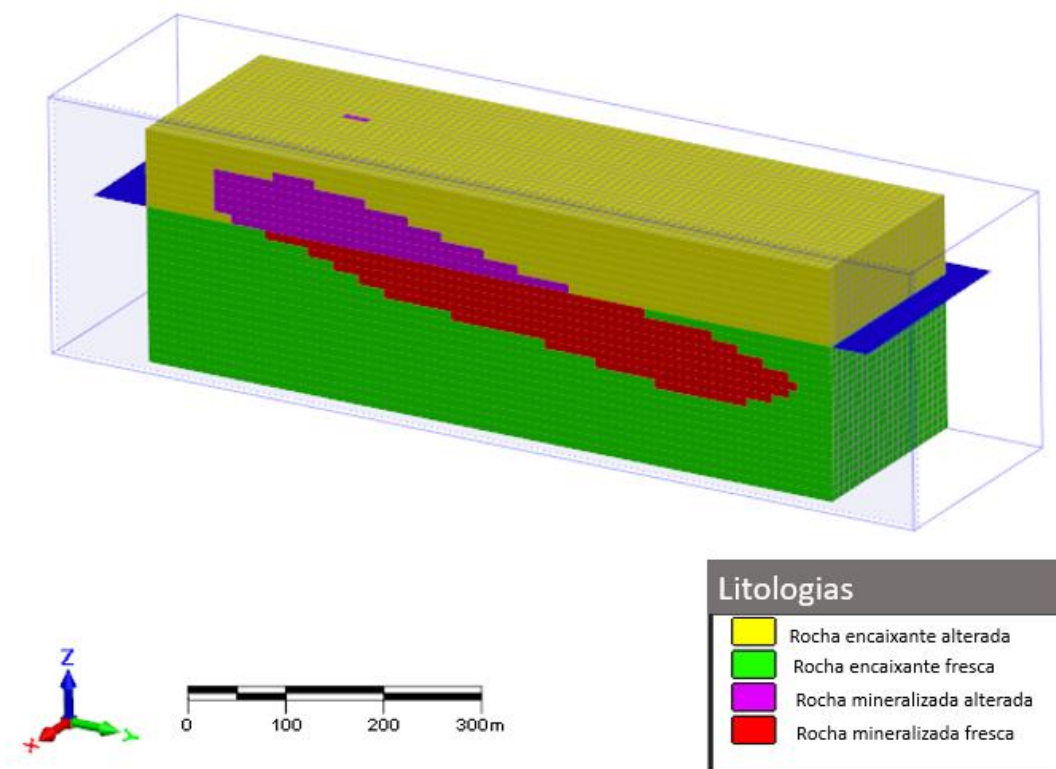


Figura 3.2 – Modelo de blocos de um depósito de minério de ferro

Para cada litologia o modelo de blocos considera diferentes densidades e ângulos de talude e que estão relacionados a características geomecânicas específicas. A Tabela 3.2 apresenta as densidades e ângulos de inclinação para as litologias no modelo.

Tabela 3.2 – Densidades in situ e ângulos de talude por litologia

Tipologia	Ângulo de talude (°)	Densidade (t/m ³)
Rocha hospedeira alterada	50	2,5
Rocha hospedeira fresca	55	2,7
Rocha mineralizada alterada	60	3,0
Rocha mineralizada fresca	65	3,5

A Figura 3.3 apresenta a distribuição dos teores de Fe nas litologias mineralizadas.

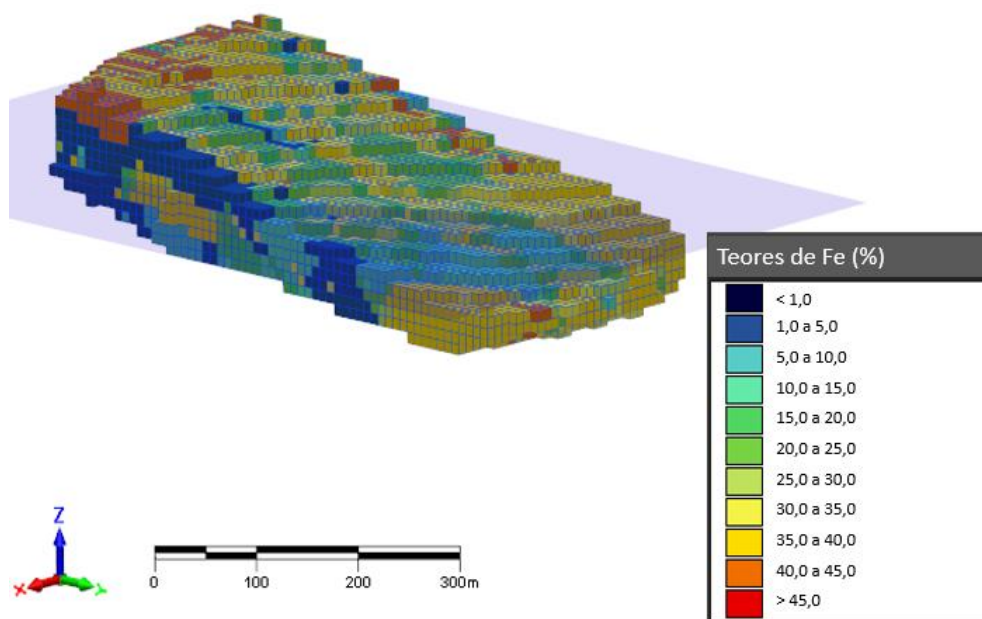


Figura 3.3 – Distribuição de teores ao longo das litologias do modelo BNA

Verifica-se a existência de regiões com preponderância de teores dentro de determinadas faixas. A Figura 3.4 exibe os blocos com teores de Fe acima de 40% (superior esquerdo), entre 20% e 40% Fe (superior direito) e abaixo de 20% Fe (inferior esquerdo).

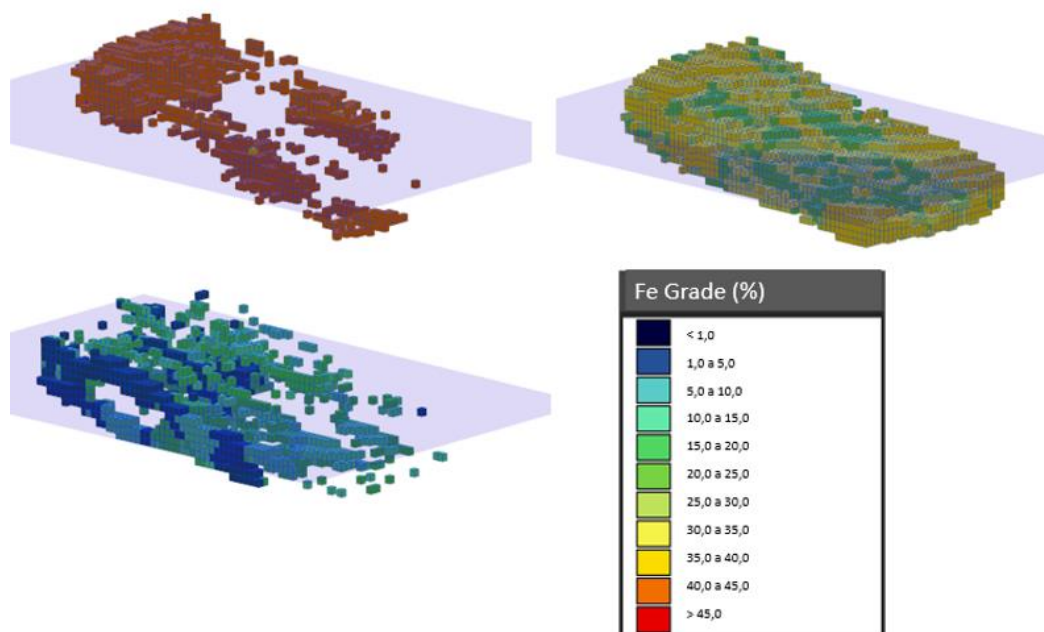


Figura 3.4 – Estratificação de faixas de teores no modelo BNA

Verifica-se que os blocos mais ricos (acima de 40% Fe) ocorrem predominantemente na parte externa superior do modelo de bloco (rocha mineralizada alterada) e na parte externa inferior do modelo de bloco (rocha mineralizada fresca). Os blocos com teores intermediários (entre 20% e 40% Fe) ocorrem na parte interna (núcleo) do modelo de bloco, indo da rocha mineralizada alterada até a rocha mineralizada fresca de forma relativamente homogênea. Por sua vez, os blocos mais pobres (abaixo de 20% Fe) estão dispersos na parte externa do modelo de bloco, desde a rocha mineralizada alterada até a rocha mineralizada fresca, ocupando os espaços entre os blocos mais ricos e cobrindo os blocos de teores intermediários.

Carrasco, Chilès e Séguret (2008) demonstram que o parâmetro de recuperação é não aditivo, portanto não permite uma estimativa confiável para modelamento de sua variabilidade espacial através de métodos geoestatísticos. De outra forma, alguns estudos demonstram haver dependência da recuperação de processo com o teor do elemento útil (WHEATON, 2019). Para o atual depósito de minério de ferro, a estratégia utilizada pela BNA Mining Solutions foi realizar testes de concentração para minérios de diferentes teores, gerando curvas de regressão logarítmica. As equações 3.1 e 3.2 correlacionam o teor de cada bloco com a variável recuperação, respectivamente, para as litologias de rocha mineralizada alterada e rocha mineralizada fresca.

$$R_{Fe} = 4.2 * Ln [t_{Fe}] + 56.04 \quad (3.1)$$

$$R_{Fe} = 4.2 * Ln [t_{Fe}] + 63.29 \quad (3.2)$$

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

A Figura 3.5 apresenta as curvas de correlação dos teores e recuperações para o modelo de blocos BNA.

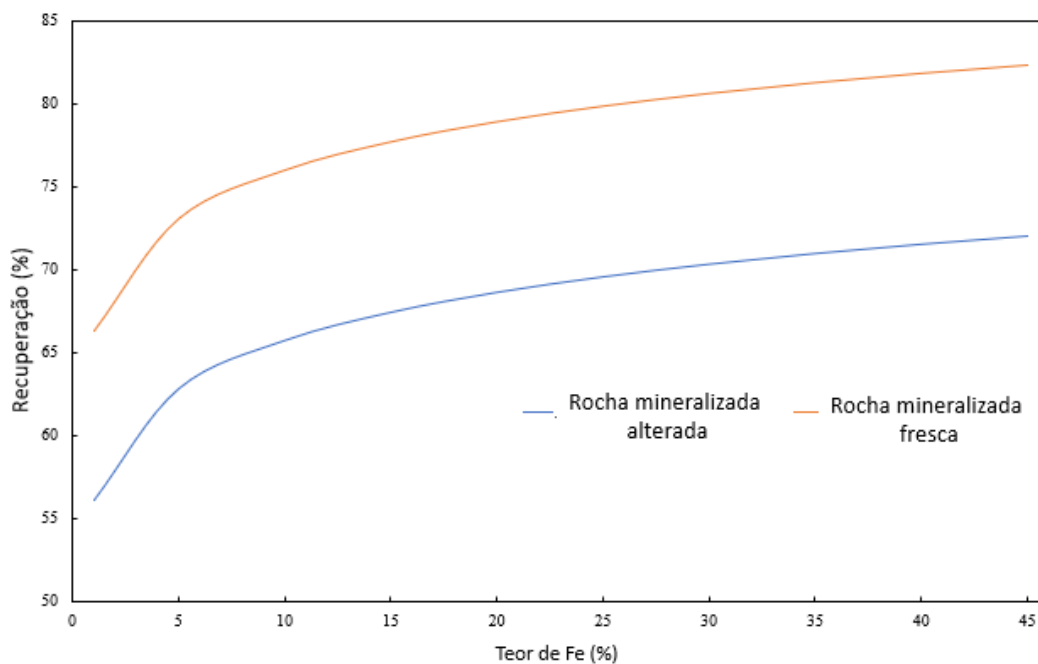


Figura 3.5 – Curvas de correlação de teor e recuperação

Nota-se que, para a mesma faixa de teores, a rocha mineralizada fresca apresenta valores menores de recuperações do que a rocha mineralizada alterada. A Figura 3.6 mostra a distribuição das recuperações de processo no modelo de blocos.

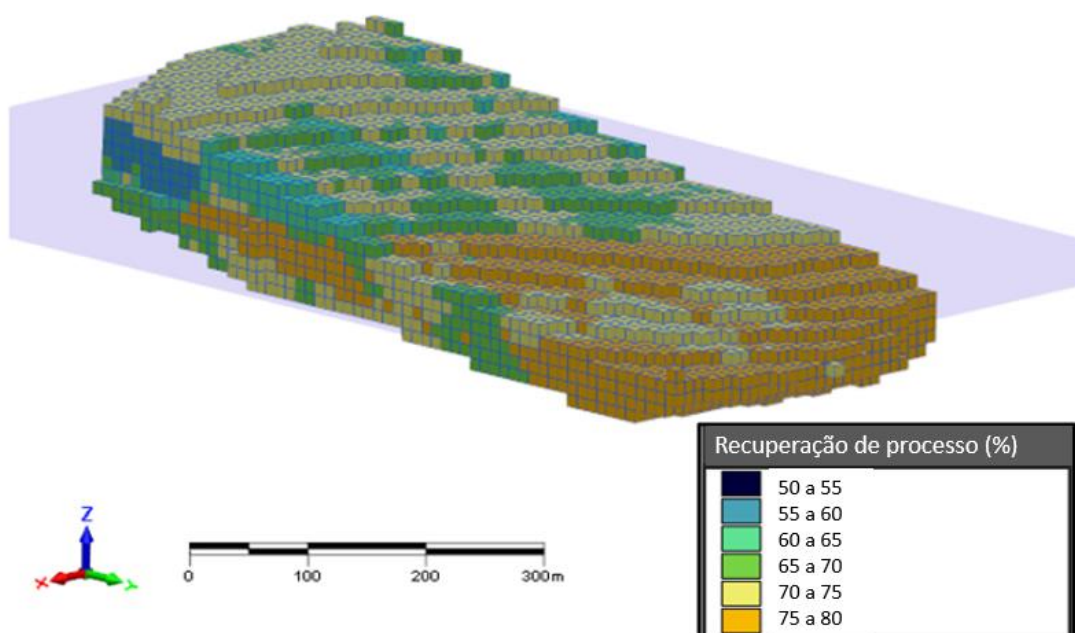


Figura 3.6 – Recuperações do modelo de blocos

Observando a Figura 3.6, é possível constatar a existência de regiões cujos blocos apresentam faixas distintas de recuperações. Para exibir melhor a distribuição posicional das recuperações, a Figura 3.7 apresenta os blocos pertencentes às seguintes faixas: acima de 75% (superior esquerdo), entre 65% e 75% (superior direito) e abaixo de 65% (inferior esquerdo).

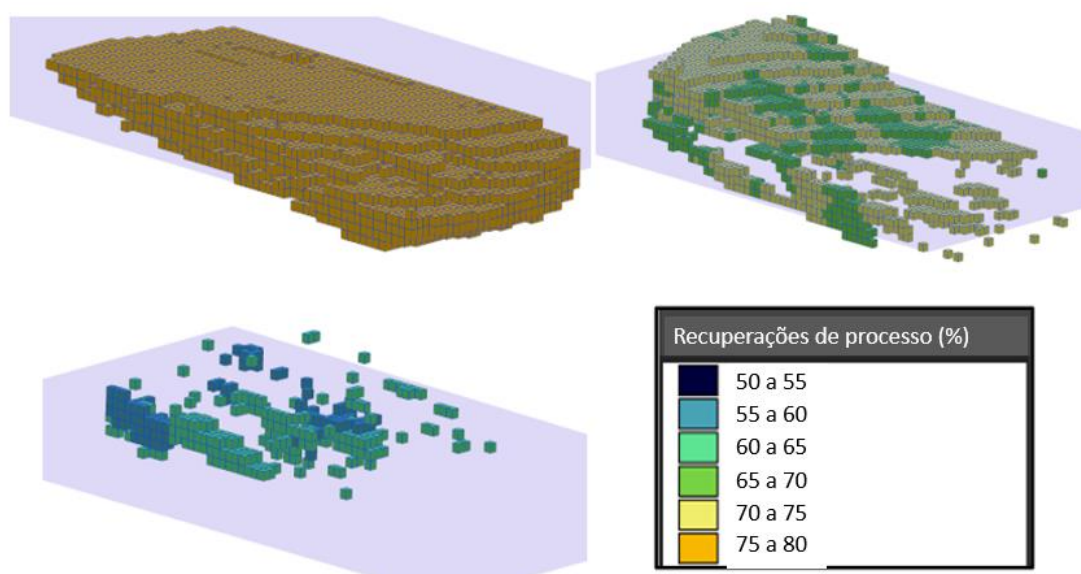


Figura 3.7 – Estratificação das recuperações de processo

Nota-se que a maioria dos blocos de rocha mineralizada fresca (litologia localizada abaixo do plano de alteração do depósito) apresenta recuperações acima de 75%. Blocos com recuperações intermediárias (entre 65% e 75%) ocorrem predominantemente na rocha mineralizada alterada e nas paredes externas da rocha mineralizada fresca. Os blocos de baixa recuperação (abaixo de 65%) ocorrem na região de transição entre as rochas mineralizadas alteradas e frescas, encaixadas nos blocos intermediários de recuperação.

A Figura 3.8 apresenta as energias específicas de bloco para o modelo de bloco BNA, estimadas a partir de ensaios experimentais e, posteriormente, inseridas no banco de dados.

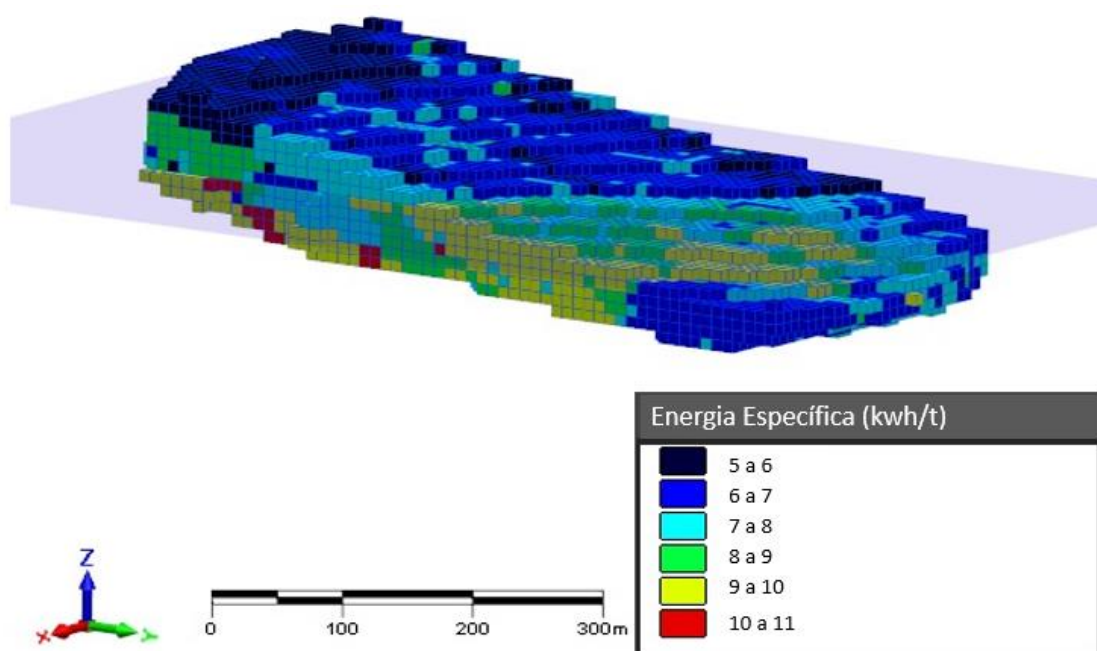


Figura 3.8 – Energias específicas ao longo do modelo de blocos

A Figura 3.9 permite a visualização de três faixas distintas de energia bloco a bloco: abaixo de 6 kWh/t (superior esquerdo), entre 6 kWh/t e 9 kWh/t (superior direito) e acima de 9 kWh/t (inferior esquerdo).

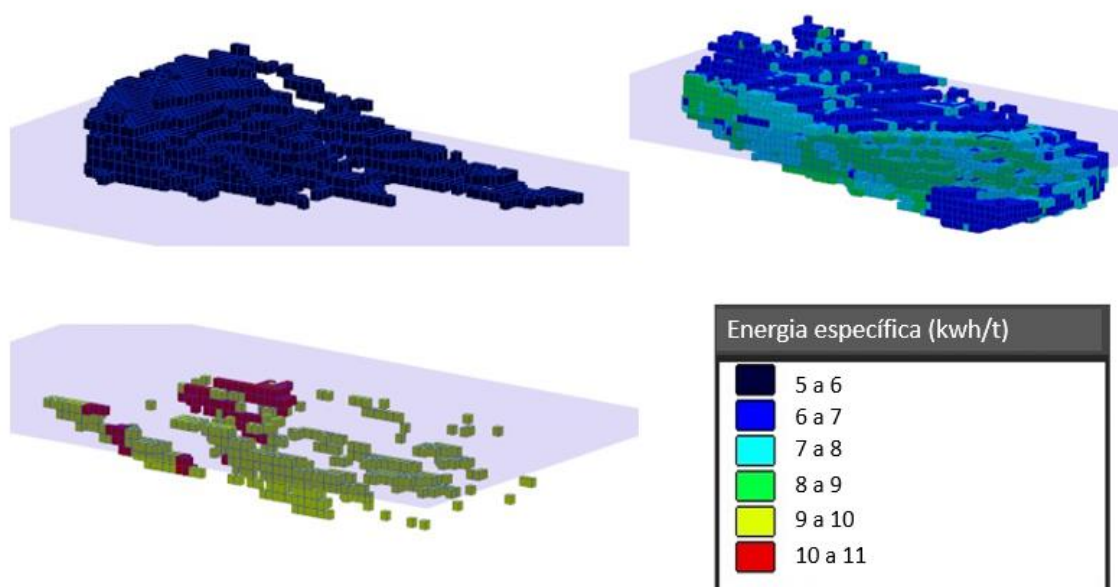


Figura 3.9 – Detalhamento das energias específicas do modelo

Percebe-se que as energias específicas mais baixas (abaixo de 6,0 kWh/t) estão localizadas apenas em blocos da rocha mineralizada alterada (litologia acima do plano de alteração). As energias intermediárias (entre 6,0 e 9,0 kWh/t), por sua vez, abrangem a maioria dos blocos do modelo e estão distribuídas ao longo das duas litologias mineralizadas. De outra forma, as energias específicas mais altas (acima de 9,0 kWh/t) estão localizadas em regiões esparsas na rocha mineralizada fresca.

3.3 Etapa 3

Para tal avaliação, foram analisados os principais resultados de cada cenário, como Valor Presente Líquido (VPL), produção de minério, Relação Estéril / Minério (REM) e teores de alimentação da usina de beneficiamento mineral, além da comparação das cavas geradas em determinados períodos. Através destas respostas, foi possível verificar que a metodologia proposta é aplicável na realização do planejamento estratégico de lavra, fornecendo maior confiabilidade e aderência à realidade operacional da mineração.

O parâmetro VPL, também denominado fluxo de caixa descontado, relaciona o valor de um projeto de mineração ao valor presente dos fluxos de caixa futuros relativos a este ativo (DAMODARAN, 2004). Segundo Luz, França e Braga (2018), o VPL integra os fluxos de caixa descontados ao longo do tempo, trazendo tais valores para o momento presente (tempo zero). Desta forma, o VPL permite avaliar, durante a vida útil de um projeto, o retorno financeiro a ser obtido considerando suas receitas e custos. Além disso, é possível comparar diferentes alternativas técnicas com seus respectivos VPLs, identificando assim qual é a alternativa mais vantajosa economicamente. A Equação 3.3 apresenta o cálculo do VPL.

$$VPL = \sum_{t=0}^{t=n} \frac{FC_t}{(1+i)^t} \quad (3.3)$$

onde t = período de tempo (varia de 0 até n); FC_t = fluxo de caixa em cada período t ; i = taxa de desconto (%); n = número de períodos.

A Relação Estéril / Minério (ROM) pode ser definida como a razão entre a quantidade de massa de estéril a ser extraída para uma unidade de massa de minério liberada (HUSTRULID e KUCHTA, 2006). Esse parâmetro varia ao longo do sequenciamento da mina, sendo influenciado por parâmetros geométricos e geomecânicos da cava, bem como restrições operacionais tais como a movimentação mássica permitida por períodos de extração (WYLLIE, 2017).

4. RESULTADOS E DISCUSSÃO

4.1 Metodologia para Utilização da Variável Energia Específica no Planejamento de Lavra

4.1.1 Considerações gerais

A variável energia específica é um parâmetro de resposta dependente das características de cada litologia, representando o consumo de energia (kWh/t) nas operações de cominuição do minério na usina de processamento mineral. Para um determinado depósito mineral, tal variável pode ser determinada por meio de procedimentos experimentais em amostras de furos de sonda. Existem trabalhos que correlacionam a energia específica a variáveis aditivas, como teores e composição mineralógica, permitindo obter equações práticas para este cálculo e posterior inserção em cada bloco (KING e MACDONALD, 2016; RODRIGUES *et al.*, 2014).

No entanto, os índices de cominuição são não aditivos. Isto significa que a blendagem de dois ou mais blocos de distintas competências não apresenta um resultado numérico próximo à média ponderada dos valores dos blocos participantes. Segundo Campos *et al.* (2019), uma das justificativas para isto é o fato de que, ao moer-se uma litologia mais competente junto com outra menos competente, a mistura terá um comportamento influenciado, de forma preponderante, pela rocha mais resistente. Esta segunda litologia aumenta a carga circulante no moinho, gerando um incremento no consumo energético do minério blendado. Desta forma, a metodologia descrita no presente trabalho se apoia na estimativa do tempo de processamento de cada bloco na usina a partir da respectiva energia específica. Este parâmetro é aditivo, permitindo a sua utilização em cenários de planejamento de mina.

O roteiro aqui descrito é aplicável a modelos de bloco nos quais a variável energia específica já está distribuída bloco a bloco.

4.1.2 Procedimento para cálculo dos tempos de processamento e custos de processo

A utilização de planilhas CSV consiste em uma forma objetiva para organizar bancos de dados de um determinado depósito mineral. Tal documento deve conter as informações relativas a todos os blocos do modelo, como: dimensões do bloco (largura, comprimento e altura em metros), posição (coordenadas X, Y e Z em metros), densidade in situ (t/m^3), energia específica (kWh/t), teores dos elementos úteis (%) e recuperações de processo (%).

Faz-se necessário identificar, previamente, a potência instalada da usina de cominuição (P), expressa em kW. Cada bloco possui sua energia específica SE , permitindo assim o cálculo da taxa horária de alimentação T em t/h através da equação 4.1.

$$T = \frac{P}{SE} \quad (4.1)$$

Através das dimensões e densidade de cada bloco, deve-se determinar sua respectiva massa M (t). O tempo de processamento (T_P) em horas é calculado através da Equação 4.2.

$$T_P = \frac{M}{T} \quad (4.2)$$

Sabe-se que o tempo de processamento T_P de cada bloco influencia o respectivo custo do processo C_P (15 USD/t). Pode-se justificar isto pelo fato de que o incremento do tempo de residência de um bloco na usina eleva os respectivos consumos de energia e materiais de desgaste. Portanto, a metodologia proposta considera um valor médio de C_P para o depósito mineral como um todo, o qual refere-se ao T_P global. A partir daí, calcula-se o C_P de cada bloco proporcionalmente a seu próprio T_P . Para exemplificar os cálculos

do T_P e C_P , a Tabela 4.1 apresenta os resultados encontrados para três blocos: A, B e C. Considerou-se blocos cúbicos de arestas iguais a 10 m e, como valores médios do depósito, $T_P = 12$ h e $C_P = 15$ USD/t. A potência instalada da usina é de 3.000 kW.

Tabela 4.1 – Comparativo de tempos de processamento e custos de processo

Bloco	Densidade (t/m ³)	SE (kWh/t)	T (t/h)	M (t)	T _P (h)	C _P (USD/t)
A	2,5	10,0	300,0	2.500	8,33	10,41
B	3,0	12,0	250,0	3.000	12,00	15,00
C	3,5	11,0	272,7	3.500	12,83	16,04

Verifica-se que o bloco B possui um T_P igual ao valor médio do modelo de blocos, portanto seu custo de processo coincide com o C_P global do depósito. Para os blocos A e B, os custos são diretamente proporcionais aos respectivos tempos de processamento. Os valores individuais de T_P e C_P devem ser inseridos na planilha CSV do modelo de blocos, para posterior utilização no desenvolvimento dos cenários de planejamento de lavra.

Normalmente, as usinas de processamento mineral possuem uma capacidade limitada de processamento mineral, conforme o regime de trabalho anual definido pela empresa e questões relativas à manutenção e operação de seus equipamentos. Portanto, faz-se necessário definir o tempo global de processamento anual (T_{GP}) em horas, conforme a Equação 4.3.

$$T_{GP} = N_d \cdot H_c \cdot R \quad (4.3)$$

Onde N_d = número de dias programados para operação por ano; H_c = horas previstas por dia para operação (h); R = rendimento operacional (%).

A alimentação dos blocos para cada período anual é limitada, desta forma, pelo T_{GP} definido. Ou seja, os tempos unitários de cada bloco processado na usina são totalizados para cada ano, não sendo permitido ultrapassar o valor de T_{GP} . O sequenciamento de mina deverá respeitar esta premissa, determinando a melhor estratégia para maximização do retorno financeiro no âmbito das restrições operacionais pré-estabelecidas no cenário de planejamento de mina.

4.2 Desenvolvimento de Cenários de Planejamento de Lavra

Para estabelecer os cenários de planejamento, faz-se necessário definir as restrições operacionais a serem obedecidas. Dentre as restrições que usualmente são especificadas, pode-se elencar: taxa de desconto; produção de minério por período; movimentação de massa (minério e estéril) por período; teor mínimo e máximo na alimentação da usina; restrições geométricas da cava. Os índices econômicos também devem ser arbitrados, a saber: preço de venda, custos de venda (quando aplicável) e custos de mina. O custo de processo, conforme explicitado no tópico 4.1, deve ser relacionado ao tempo de processamento de cada bloco, sendo desta forma variável.

No presente trabalho, foram desenvolvidos alguns cenários utilizando-se a abordagem de otimização global. O destino dos blocos (alimentação da usina, pilha de estocagem ou depósito de estéril) é definido pelas Equações 2.1 e 2.2, descritas no tópico 2.2 deste trabalho. No Anexo, é apresentado um tutorial para a construção de cenários neste *software*.

4.3 Cenários que Utilizaram o Modelo de Blocos Marvin

4.3.1 A1

4.3.1.1 Parâmetros e restrições do cenário desenvolvido

Adotou-se o seguinte regime de trabalho operacional da usina: 365 dias por ano, 24 horas por dia de operação e rendimento operacional de 90 %. Assim, o T_{PG} calculado através da Equação 4.3 foi de 7.884 h por ano. A Tabela 4.2 apresenta os valores adotados para as restrições operacionais.

Tabela 4.2 – Restrições Operacionais do Cenário A1

Intervalo de teores de Cu na alimentação da usina (%)	0,3	0,7
Intervalo de teores de Au na alimentação da usina (ppm)	0,3	0,7
Ângulo de talude (°)	45	
Largura mínima de lavra (m)	100	
Largura mínima de fundo de cava (m)	100	
Taxa máxima de avanço vertical (m)	150	
Taxa de desconto (%)	10	
Movimentação máxima de massa da mina (t)	60.000.000	
Produção de minério (t)	20.000.000	
Tempo global de processamento da usina (horas)	7.884	

Considerou-se uma potência instalada de 37.000 kW na usina de processamento. O cálculo dos tempos de processamento (T_P) e custos de processo (C_P) foi efetuado conforme orientações do tópico 4.1.2. Para a variável geometalúrgica energia específica, o T_P médio do modelo de blocos foi de 21,9 h, correspondendo a um C_P médio de 4,0 USD/t. Para blocos com T_P maior ou menor, o C_P foi calculado proporcionalmente, A Tabela 4.3 apresenta os parâmetros de entrada utilizados.

Tabela 4.3 – Parâmetros de Entrada do Cenário A1

Parâmetros de entrada	Cu	Au
Recuperação	88 %	60 %
Energia específica (kWh/t)	Variável	
Tempo de processamento (horas)	Variável	
Custo de processo (USD/t)	Variável	
Custo de mina (USD/t)	0,9	
Preço de venda (USD)	7.034,00	59,70
Custo de venda (USD)	720	0,20

As Equações 4.4 e 4.5 permitem o cálculo do valor econômico do bloco para blocos de minério e estéril, respectivamente.

$$Process = (V_B \cdot d) \cdot [(t_{Cu} \cdot R_{Cu}) \cdot (SP_{Cu} - SC_{Cu}) + (t_{Au} \cdot R_{Au}) \cdot (SP_{Au} - SC_{Au})] - [(V_B \cdot d) \cdot (C_P + C_M)] \quad (4.4)$$

Onde *Process* = valor econômico de blocos de minério (USD); V_B = volume do bloco (m^3); d = densidade do bloco (t/m^3); t_{Cu} = teor de Cu (%); R_{Cu} = recuperação de Cu; SP_{Cu} = preço de venda de Cu (USD/t); SC_{Cu} = custo de venda de Cu (USD/t); t_{Au} = teor de Au (ppm); R_{Au} = recuperação de Au; SP_{Au} = preço de venda de Au (USD/g); SC_{Au} = custo de venda de Au (USD/g); C_P = custo de processo (USD/t); C_M = custo de mina (USD/t).

$$Waste = - (V_B \cdot d) \cdot (C_M) \quad (4.5)$$

Onde *Waste* = valor econômico de blocos de estéril (USD).

4.3.1.2 Resultados e Discussão

A Tabela 4.4 apresenta os principais resultados da simulação.

Tabela 4.4 – Resultados da Simulação do Cenário A1

Períodos (anos)	20
VPL (MUSD)	6.443,4
Produção de minério (Mt)	369,40
Extração de estéril (Mt)	400,77
Relação estéril / minério (REM)	1,08
Produção de Cu metálico (kt)	1.644
Produção de Au metálico (kg)	152.230,6
Tempo médio anual de processamento (h)	6.738,9
Teor médio de Cu – minério (%)	0,50
Teor médio de Au - minério (ppm)	0,46
Teor médio de Cu - estéril (%)	0,04
Teor médio de Au - estéril (ppm)	0.04

A Figura 4.1 expressa a evolução do VPL ao longo da vida do projeto.

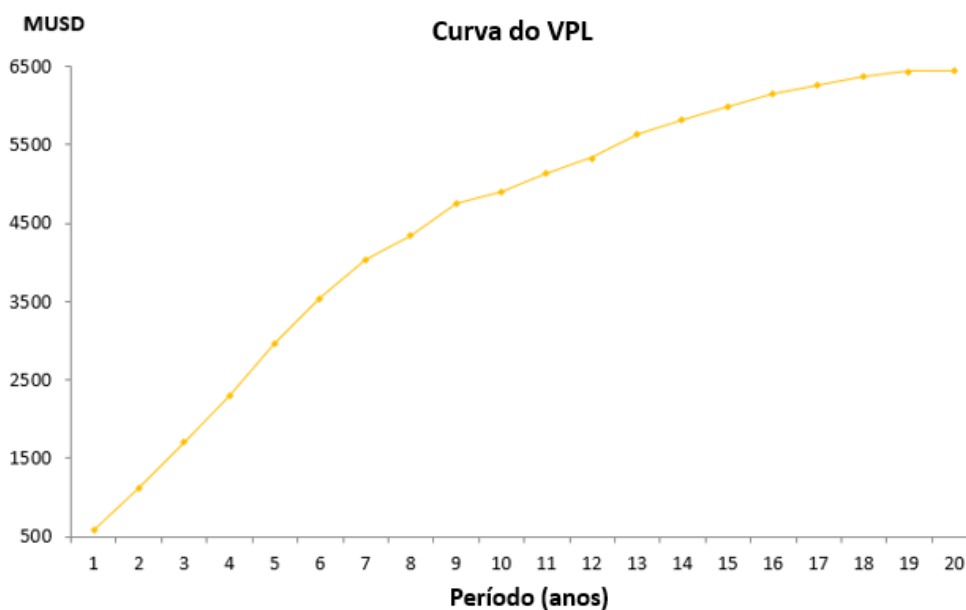


Figura 4.1 – Evolução do VPL durante a vida útil do projeto

Há um crescimento significativo do VPL até o ano 9, com redução gradual dos incrementos anuais desse parâmetro a partir daí. Esse comportamento pode estar relacionado ao aumento dos tempos de processamento em cada bloco à medida que a cava a céu aberto é aprofundada, acarretando maiores custos de processamento na usina. A Figura 4.2 apresenta uma comparação entre a produção de minério e a REM durante todos os períodos do projeto.

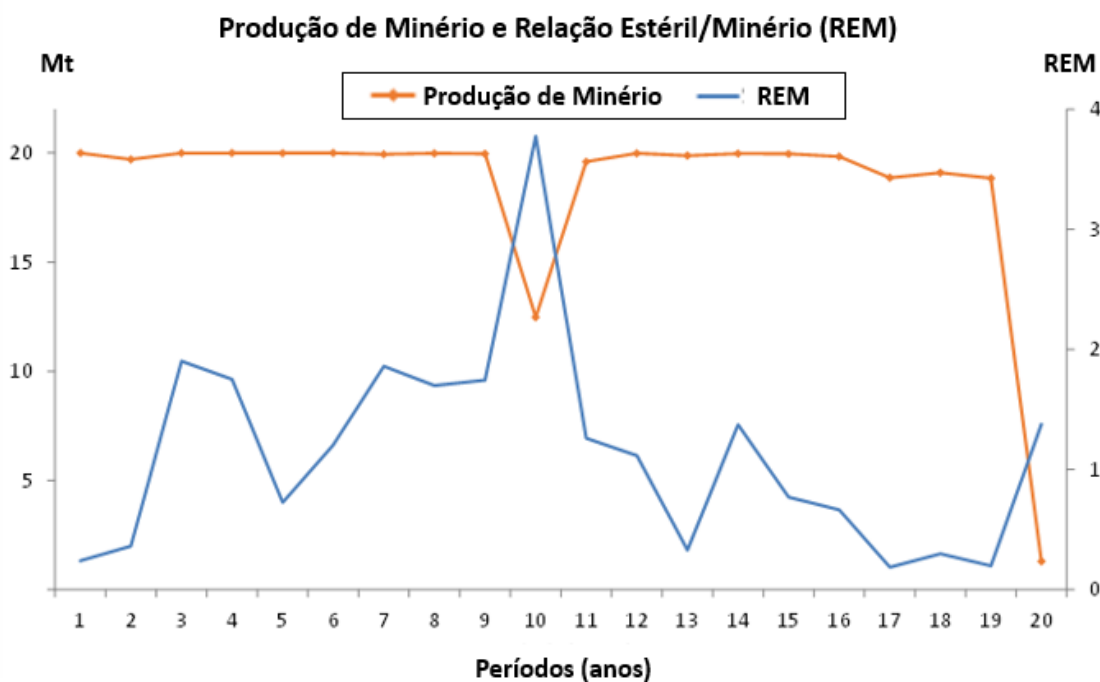


Figura 4.2 – Minério e REM ao longo da vida útil do projeto

No ano 1, a REM inicia-se em 0,24 e se eleva gradativamente até atingir 3,78 no ano 10. Isto ocorre porque nos primeiros anos do projeto há um maior número de blocos de minério liberados, exigindo menor desenvolvimento da mina. À medida que o projeto avança, são necessários esforços adicionais na extração de estéril para liberar o minério previsto no plano de produção, atingindo um pico no décimo ano. A partir daí, a REM reduz-se para níveis entre 0,19 e 1,38, o que demonstra extrações de estéril suficientes para garantir a continuidade da lavra. Em relação à produção de minério, a meta definida na Tabela 4.2 foi atendida durante a vida útil da mina. As exceções ocorreram no ano 10 (12,5 Mt), que coincide com a REM máxima, e no ano 20 (1,29 Mt), devido à exaustão da cava. A Figura 4.3 exhibe a movimentação global de massa global ao longo da vida do projeto.

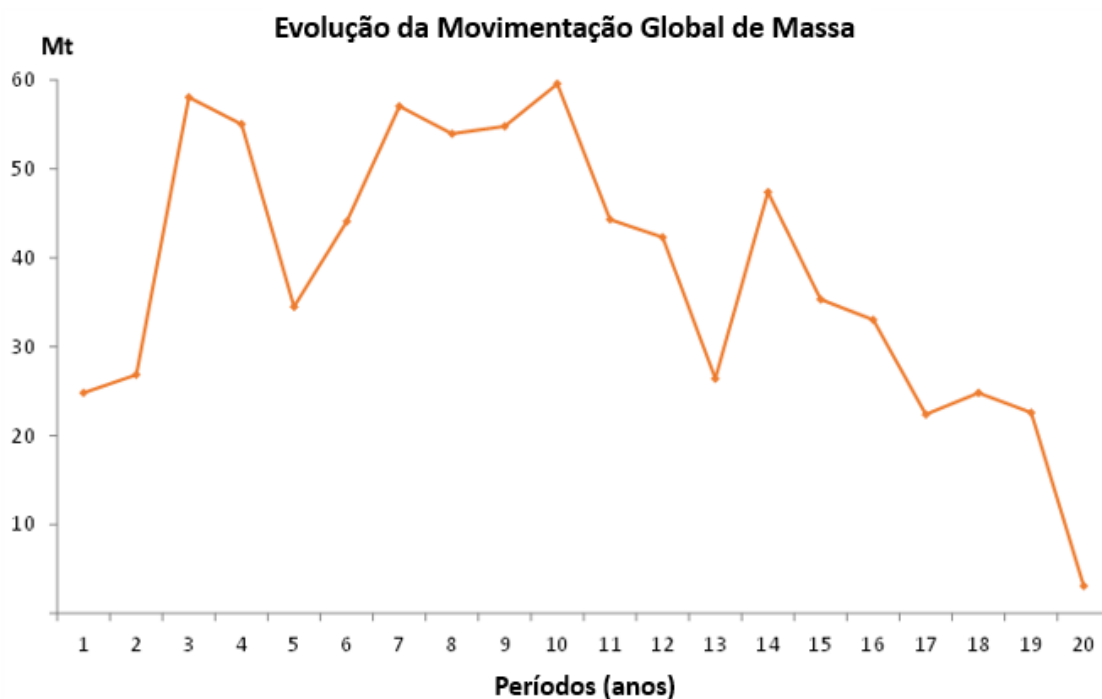


Figura 4.3 – Evolução da movimentação global de massa

A movimentação de massa aumenta a partir do ano 1, com pico de 59,56 Mt no ano 10. Em seguida, reduz-se continuamente até atingir 3,07 Mt no ano 20. Este parâmetro foi influenciado, predominantemente, pela extração de estéril, visto que a produção de minério se mantém próxima a 20 Mt, com exceção dos anos 10 e 20. A Figura 4.4 exhibe as cavas para os anos 4, 8, 12 e 16.

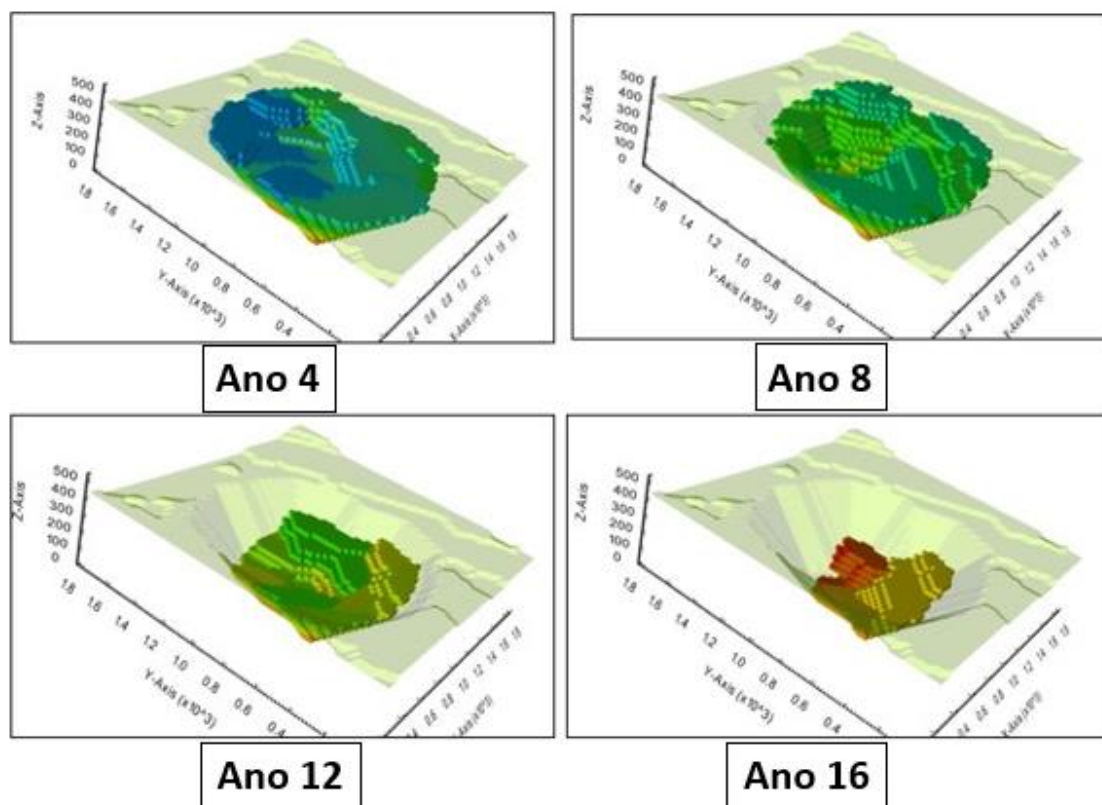


Figura 4.4 – Cavas geradas nos anos 4, 8, 12 e 16

A Figura 4.4 demonstrou a existência de duas etapas distintas de desenvolvimento e lavra da mina, buscando equilibrar os custos envolvidos na extração e beneficiamento. As cavas dos anos 4 e 8 fazem parte da primeira metade da vida do projeto, na qual a REM se elevou gradativamente e a lavra foi direcionada para blocos mais ricos e rentáveis. Nesse contexto, o objetivo era maximizar a extensão horizontal no desenvolvimento da mina, priorizando a extração dos blocos mais superficiais e minimizando a retirada dos blocos mais profundos, que apresentavam maiores tempos e custos de processamento. Durante os anos 12 e 16, por sua vez, a REM foi constantemente reduzida e blocos mais profundos foram extraídos, gerando assim custos mais altos de processo.

4.3.1.3 Conclusões

De forma geral, o cenário A1 demonstrou a importância da integração do modelamento geometalúrgico das variáveis do depósito mineral com metodologias inovadoras de planejamento de mina, baseadas no Sequenciamento Direto de Blocos (DBS). O cenário considerou diversas restrições operacionais, além de incorporar energia específica como variável geometalúrgica. A elevação gradual da energia específica da superfície para o nível mais profundo considerou a premissa de que as litologias não sujeitas ao intemperismo tendem a apresentar maior competência e, conseqüentemente, maior energia consumida nas etapas de cominuição. Ao rodar esta simulação, foi possível perceber que há um aumento contínuo da REM entre os anos 1 a 10, devido à necessidade de desenvolver a mina para liberação do minério necessário ao cumprimento do plano de produção. A partir do ano 11, a REM se reduz paulatinamente, extraindo o estéril suficiente para manter a produção de minério. A produção de minério permaneceu em linha com as premissas do cenário, com exceção dos anos 10 (pico da extração de estéril) e 20 (exaustão da cava final). O VPL aumenta de forma mais agressiva até o ano 9, e então exhibe incrementos menores até o final da vida útil do projeto. Esse comportamento está relacionado ao aumento contínuo dos tempos de processamento dos blocos em maiores profundidades, aumentando por consequência os custos do processo e reduzindo os ganhos financeiros. Portanto, a propriedade da avidez por blocos é constatada para este cenário, trazendo como benefício a antecipação de receitas nos primeiros anos e incrementos maiores no VPL. Entretanto, a instabilidade na REM é um efeito colateral, sendo que neste cenário específico não houve a implementação de estratégias para minimizar este aspecto.

4.3.2 A2 e A3

4.3.2.1 Parâmetros e restrições dos cenários desenvolvidos

Foram estabelecidos dois cenários distintos. O primeiro cenário, denominado A2, considerou um *ramp-up* nos três primeiros anos de produção de minério, mantendo constante a massa máxima movimentada na mina. O segundo cenário, chamado de A3, manteve as premissas e restrições adotadas no A2 e levou em conta faixas distintas de movimentações de massa da mina ao longo da vida útil do projeto. Além disso, este cenário contemplou a utilização de pilhas de estocagem de minério, cujo custo de retomada equivaleu a 10% do custo da mina (0,09 USD/t). Desta forma, foi possível verificar de que forma o aumento gradativo da REM e a utilização de pilhas de estocagem influenciaram nos resultados da simulação. Adotou-se, em relação à produção de minério definida por ano, uma meta de conformidade mínima de 90%, durante e após o *ramp-up*. A Tabela 4.5 apresenta os valores adotados para as restrições operacionais.

Tabela 4.5 – Restrições Operacionais dos Cenários A2 e A3

Restrição	A2		A3	
Faixa de teores de Cu - alimentação da usina (%)	0,3	0,7	0,3	0,7
Faixa de teores de Au - alimentação da usina (ppm)	0,3	0,7	0,3	0,7
Ângulo de talude (°)	45		45	
Largura mínima de lavra (m)	100		100	
Largura mínima de fundo de cava (m)	100		100	
Taxa máxima de avanço vertical (m)	150		150	
Taxa de desconto (%)	10		10	
Movimentação máxima de massa (t) – anos 1 a 6	60.000.000		40.000.000	
Movimentação máxima de massa (t) – anos 7 a 12	60.000.000		45.000.000	
Movimentação máxima de massa (t) – anos 13 a 15	60.000.000		50.000.000	
Movimentação máxima de massa (t) – a partir do ano 16	60.000.000		60.000.000	
Produção de minério – ano 1: 70% (t)	14.000.000		14.000.000	
Produção de minério – ano 2: 80% (t)	16.000.000		16.000.000	
Produção de minério – ano 3: 95% (t)	19.000.000		19.000.000	
Produção de minério – após <i>ramp-up</i> (t)	20.000.000		20.000.000	
Tempo global de processamento (hours)	7.884		7.884	

A usina de cominuição possui uma potência instalada de 37.000 kW. Para o cálculo dos tempos de processamento (T_P) e respectivos custos de processo (C_P), foram utilizadas as orientações fornecidas no tópico 4.1.2. Desta forma, foi atribuído um custo de processo de 4,0 USD/t para o tempo de processamento médio (21,9 h). Cada bloco terá

um custo de processo específico, calculado de forma proporcional a seu tempo de processamento. Os parâmetros de entrada são apresentados na Tabela 4.6.

Tabela 4.6 – Parâmetros de Entrada dos Cenários A2 e A3

Parâmetros de entrada	Cu	Au
Recuperação	88 %	60 %
Energia específica (kWh/t) bloco a bloco	Variável	
Tempo de processamento médio (h)	21,9	
Tempo de processamento por bloco (h)	Variável	
Custo de processo médio (USD/t)	4,0	
Custo de processo por bloco (USD/t)	Variável	
Custo de mina (USD/t)	0,9	
Custo para retomada de pilhas (USD/t)	0,09	
Preço de venda (USD)	7.034,00	59,70
Custo de venda (USD)	720	0,20

4.3.2.2 Resultados e Discussão

A Tabela 4.7 exibe, de forma resumida, os principais resultados dos cenários.

Tabela 4.7 – Resultados dos Cenários A2 e A3

Parâmetros	A2	A3	Variação (%)
Número de períodos (anos)	20	20	0
% Conformidade para o minério no <i>ramp-up</i> – ano 1 (%)	99,99	98,91	-1,09
% Conformidade para o minério no <i>ramp-up</i> – ano 2 (%)	98,22	100,00	+1,81
% Conformidade para o minério no <i>ramp-up</i> – ano 3 (%)	99,99	100,00	+0,01
% Conformidade para o minério – média global após o <i>ramp-up</i>	93,56	99,11	+5,93
VPL (MUSD)	5.859,1	6.425,1	+9,66
Produção de minério (Mt)	366,81	385,81	+5,18
Produção de estéril (Mt)	398,37	425,46	+6,80
Relação Estéril/Minério (REM)	1,09	1,10	+1,54
Massa Global Movimentada (Mt)	765,18	811,27	+6,02
Tempo médio de processamento (h)	6.679,6	7.050,5	+5,55
Teor médio de Cu no minério (%)	0,485	0,479	-1,18
Teor médio de Au no minério (ppm)	0,459	0,478	+4,25
Teor médio de Cu no estéril (%)	0,077	0,079	+3,97
Teor médio de Au no estéril (ppm)	0,080	0,077	-3,90

A Figura 4.5 apresenta a evolução do VPL para os dois cenários.

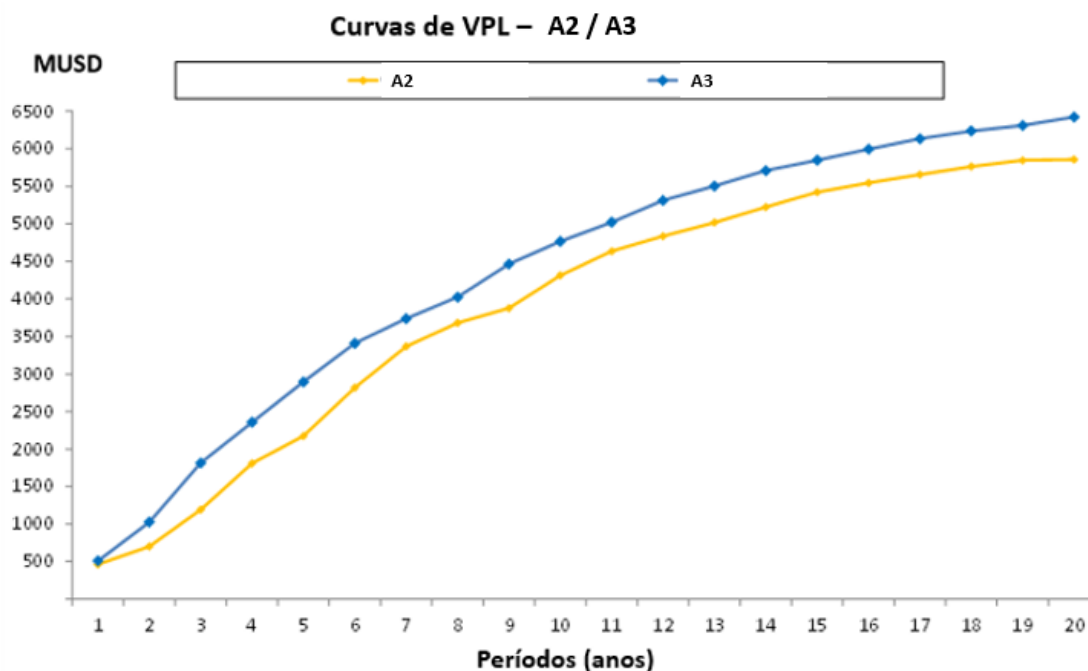


Figura 4.5 – Evolução do VPL para os cenários desenvolvidos

Verifica-se que o cenário A3 apresenta valores de VPL maiores que o A2 desde o início do projeto, apresentando um ganho final comparativo de 9,66 %. Tal resultado positivo deve-se à estabilização da produção de minério e melhor aproveitamento do depósito mineral, decorrente da formação e posterior retomada das pilhas de estocagem na mina. Há, certamente, custos adicionais nesta operação, no entanto podem ser salientadas algumas vantagens que tendem a favorecer maior rentabilidade financeira. Por exemplo, tem-se uma prévia blendagem de blocos de diferentes teores antes da alimentação da usina, bem como a redução de oscilações na REM pelo fato de ser possível extrair minérios mais pobres e estocar em pilha para posterior blendagem. A Figura 4.6 apresenta a produção de minério e a REM para os dois cenários.

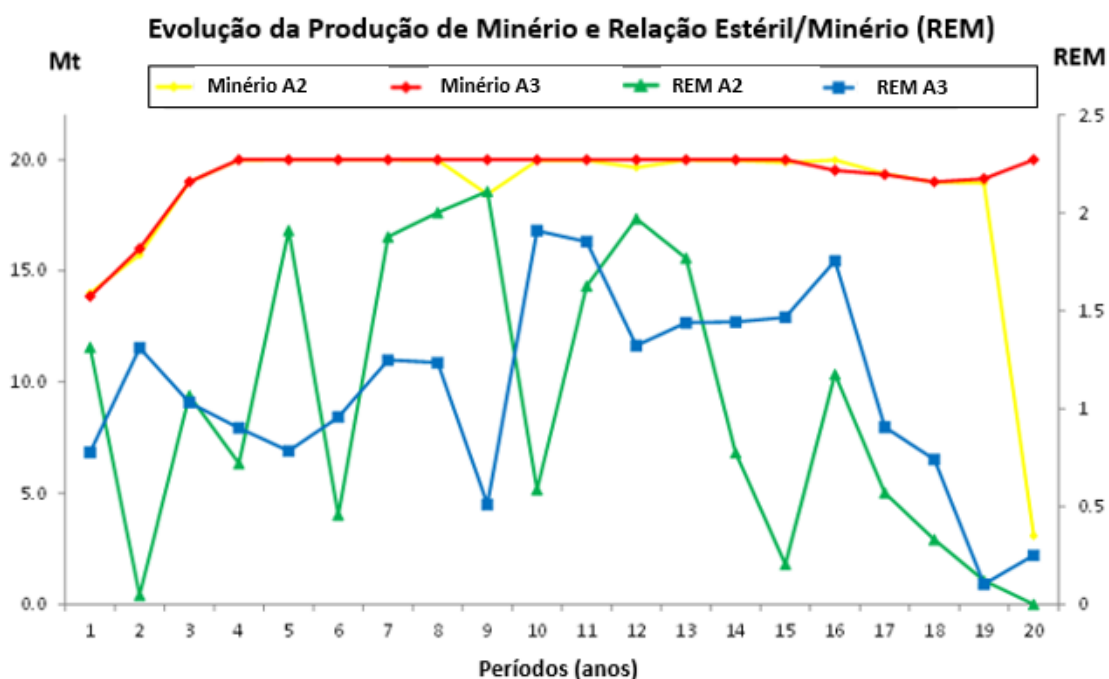


Figura 4.6 – Produção de Minério e REM – A2 e A3

Verifica-se que o A3 apresenta produções de minério aderentes à meta estabelecida durante todo a vida do projeto, enquanto o A2 apresentou quedas de produção nos anos 9 e 20. De fato, o % de conformidade média do A3 após o *ramp-up* foi 5,93% superior ao encontrado pelo A2. Portanto, o uso de estoques intermediários foi benéfico para a regularização das massas alimentadas na usina. O A3 obteve uma produção de minério 5,18% do que o A2.

Em relação à REM, o cenário A2 apresentou grande instabilidade, podendo-se identificar duas fases distintas. Do 1º ao 9º ano, houve uma tendência de aumento desse parâmetro. O valor mais baixo foi de 0,05 no ano 2, e o pico máximo foi de 2,11 no ano 9. A partir do ano 10, os valores oscilaram para baixo até atingir zero no ano 20. O A3, por sua vez, apresentou um comportamento mais estável em três etapas. Do ano 1 ao 9, variou na faixa de 0,51 a 1,31. Entre os anos 10 e 16, variou entre 1,31 e 1,91. A partir do

ano 17, caiu abruptamente até atingir 0,25 no último ano. Assim, a definição de faixas mais estreitas de movimentação de massas por período, juntamente com a implantação de estoques intermediários de minério, possibilitaram o desenvolvimento da mina de forma mais cadenciada e estável, o que certamente trouxe maior previsibilidade às operações de extração e processamento. A Figura 4.7 exibe a massa global movimentada e os estoques de minério, para ambos os cenários.

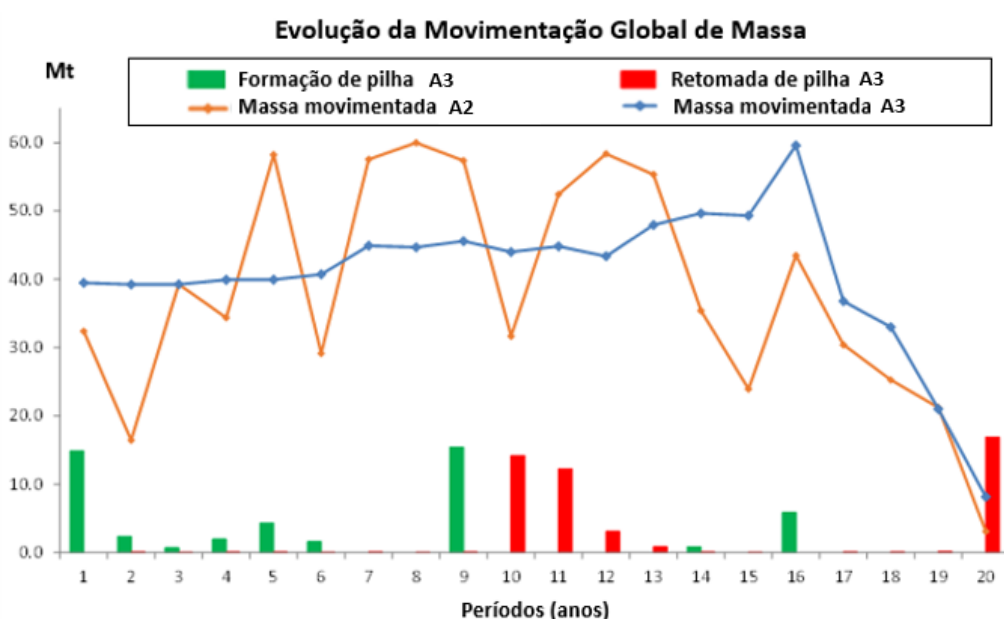


Figura 4.7 – Evolução da Massa Global Movimentada e estocagem de minério

Com relação ao cenário A2, pode-se observar que a massa movimentada da mina oscilou significativamente. Até o ano 9, há uma tendência de aumento desse parâmetro, em linha com o aumento da REM verificada na Figura 4.6. A partir do ano 10, as movimentações mensais tenderam a diminuir, até atingir 3,08 Mt, correspondente à produção do minério residual existente na cava. O A3, por sua vez, possui quatro fases distintas, sendo que as três primeiras respeitam as metas traçadas na Tabela 4.5. Dos anos 1 a 6, a massa movimentada anual oscila em torno de 40 Mt. Entre os anos 7 a 12, esse parâmetro perfaz cerca de 45 Mt por ano. Entre os anos 13 e 15, atinge até 50 Mt. No ano

16, a massa movimentada atinge 60 Mt e cai de forma abruptamente até atingir 8,14 Mt no último ano de operação. Portanto, nos últimos 4 anos houve uma redução significativa no desenvolvimento da mina. Durante a vida do projeto, a formação e posterior retomada de pilhas de estocagem de minério contemplou uma massa global de 47,79 Mt. Portanto, a utilização de pilhas de estocagem aliada à definição de faixas mais estreitas de movimentação de massa disciplinaram a operação da mina sem prejudicar a alimentação da usina. A Figura 4.8 apresenta a comparação, para ambos os cenários, das cavas geradas nos anos 6, 12 e 18.

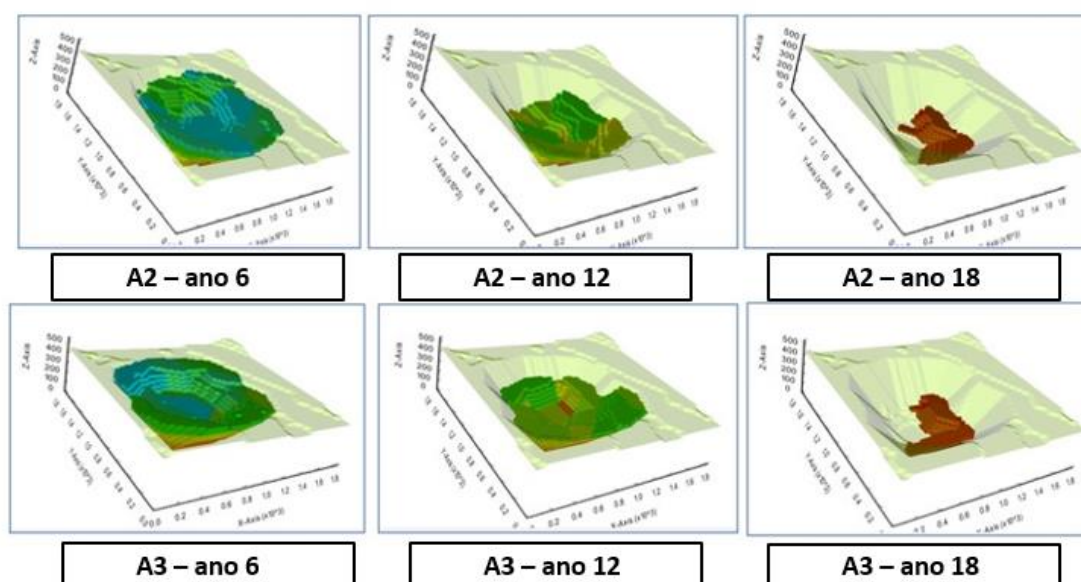


Figura 4.8 – Evolução das cavas nos anos 6, 12 e 18 para GeoMet1 e GeoMet2

Relativamente aos anos 6 e 12, o cenário A3 apresenta cavas com configurações mais regulares do que o A2. O desenvolvimento da mina, no segundo cenário, ocorreu tanto na região central quanto nas laterais do depósito mineral. Para o A2, a extração foi mais acentuada em determinadas regiões periféricas do depósito. Portanto, nos primeiros anos do projeto o A3 obteve um melhor aproveitamento do depósito e blendagens mais adequadas, graças ao uso de pilhas de estocagem e à definição de faixas mais estreitas de

movimentação máxima de massa por períodos amenizando desta forma o efeito da avidez por blocos mais ricos e a consequente oscilação de massas extraídas de estéril. No ano 18, mais próximo do final da vida útil da mina, a diferença de configurações entre A2 e A3 não é visualmente verificada. Este comportamento pode ser justificado pelo fato de o depósito estar em processo de exaustão, havendo poucas frentes de lavra disponíveis.

4.3.2.3 Conclusões

Os cenários A2 e A3 permitiram descrever e analisar uma metodologia para a utilização da variável geometalúrgica energia específica no modelo de blocos. Este tema, apesar de ser muito importante para aumentar a confiabilidade do planejamento de lavra, não tem sido adequadamente considerado na prática. Além disso, foi possível verificar a viabilidade do estabelecimento de *ramp-up*, faixas progressivas de movimentação de massa na mina e pilhas de estocagem de minério nos cenários. O cenário A3, que adotou faixas distintas de movimentação de massa ao longo da vida útil do projeto e considerou a formação e retomada de pilhas de estocagem, alcançou ganhos em produção de minério e VPL de, respectivamente, 5,18% 9,66% em relação ao A2. Houve também uma estabilização da REM, garantindo maior previsibilidade no planejamento e operação da mina. A movimentação de 47,79 Mt de estoques de minério foi escalonada ao longo de vários anos, proporcionando uma blendagem adequada para a alimentação da usina. Dessa forma, a utilização de pilhas de estocagem de minério conjugada à arbitragem de valores distintos e crescentes de movimentação máxima de massa na mina trouxeram a otimização do desenvolvimento da mina e aproveitamento do minério da cava, contribuindo para o aumento do VPL e da produção de minério do projeto. Desta forma, estas estratégias minimizaram a avidez por blocos, melhorando por consequência o desempenho operacional de cenários de SDB e otimização global.

4.4 Cenários que Utilizaram o Modelo de Blocos da BNA Mining Solutions

4.4.1 Parâmetros e premissas dos cenários desenvolvidos

Este estudo objetivo avaliar a utilização das variáveis geometalúrgicas para a construção do planejamento de lavra mais realista e viável. Três cenários diferentes de otimização global foram implementados: B1, no qual a recuperação foi considerada fixa e igual a 78%, enquanto a energia específica não foi levada em conta; e dois cenários geometalúrgicos (B2 e B3). O cenário B2 contemplou as variáveis recuperação do processo e energia específica distribuídas de acordo com os critérios do modelo de blocos utilizado. No B3, foram definidas restrições distintas de movimentação de massa por períodos, além da utilização de pilhas de estocagem de minério.

4.4.1.1 B1

A Tabela 4.8 apresenta as restrições operacionais e parâmetros econômicos aplicados ao cenário B1. Definiu-se uma meta de 90 % para a conformidade em relação à produção de minério.

Tabela 4.8 – Restrições e Parâmetros Econômicos do B1

Largura mínima de lavra (m)	30
Largura mínima de fundo de cava (m)	30
Taxa máxima de avanço vertical (m)	140
Taxa de desconto (%)	10
Intervalo de teores de Fe na alimentação da usina (%)	30 to 40
Tempo de processamento global na usina (horas)	7.884
Massa movimentada global na mina por ano (t)	10.000.000
Produção de minério – ano I: 70% (t)	1.540.000
Produção de minério – ano II: 80% (t)	1.760.000
Produção de minério – ano III: 95% (t)	2.110.000
Produção de minério - após <i>ramp-up</i> (t)	2.200.000
Recuperação de processo (%)	78 %
Custo de processo (USD/t)	15
Preço de venda (USD/t)	120,00
Custo de mina (USD/t)	2,00

4.4.1.2 B2 e B3

Para o B2, a Tabela 4.8 foi respeitada, excetuando-se as variáveis recuperação de processo e energia específica. Adicionalmente, os custos de processo variaram de acordo com a energia específica em cominuição (kWh/t) de cada bloco. O B3 manteve as premissas do B2 e contemplou a formação de pilhas de estocagem de minério, bem como as seguintes faixas de restrição de movimentação de massa da mina: anos 1 a 5 - 4 Mt; anos 6 a 10 - 5 Mt; e do 7º ano em diante - 7 Mt.

Para a usina de processamento, a potência (P) instalada nas usinas é igual a 2.100 kW. O cálculo dos tempos de processamento (T_P) e custos de processo (C_P) atendeu à metodologia descrita no tópico 4.1.2. O tempo médio de processamento por bloco é de 11,07 horas, sendo atribuído a este T_P um C_P de 15 USD/t. A partir dessa relação, o custo do processo individual de cada bloco foi calculado de forma diretamente proporcional a seu T_P específico. A Tabela 4.9 apresenta os valores médios destes parâmetros para os cenários B2 e B3, em cada litologia mineralizada.

Tabela 4.9 – Custos de processo por litologia – Cenários B2 e B3

Litologia	T_P (h)	C_P (USD/t)
Rocha mineralizada alterada	8,90	12,06
Rocha mineralizada fresca	12,28	16,63
Valores globais	11,07	15,00

A Figura 4.9 apresenta a distribuição da variável T_P ao longo do modelo de blocos.

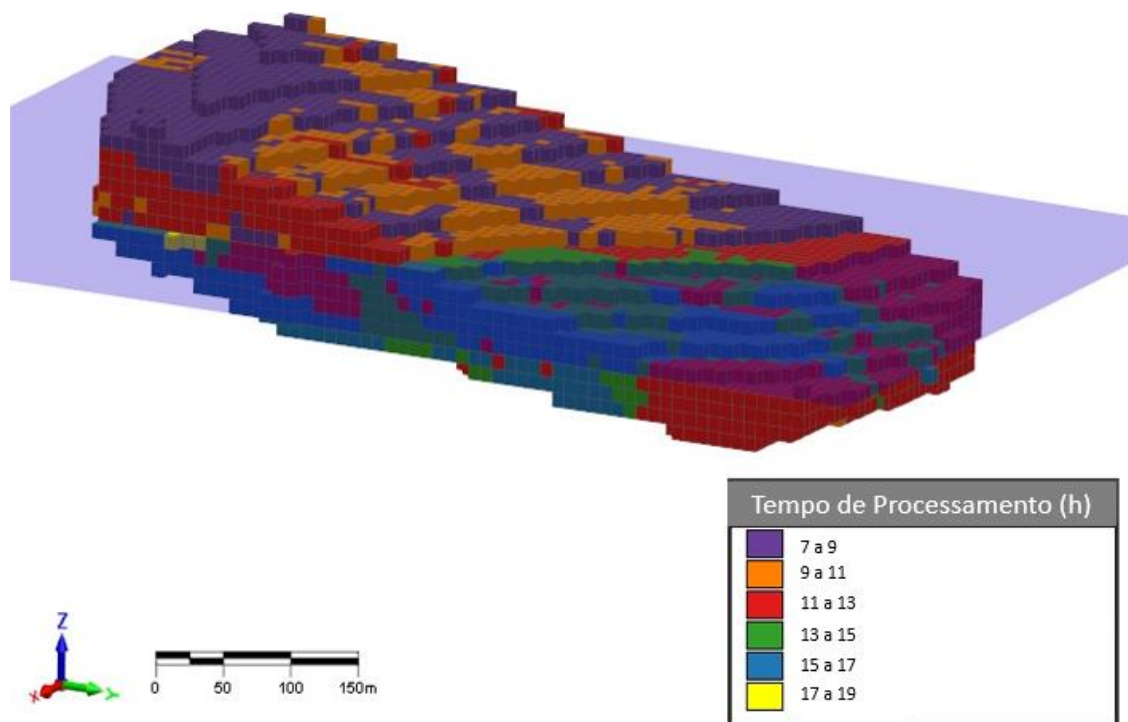


Figura 4.9 – Tempo de processamento no modelo de blocos BNA

A Figura 4.10 destaca três intervalos distintos de T_P distintos: abaixo de 11 horas (lado superior esquerdo), entre 11 e 15 horas (lado superior direito) e acima de 15 horas (lado inferior esquerdo).

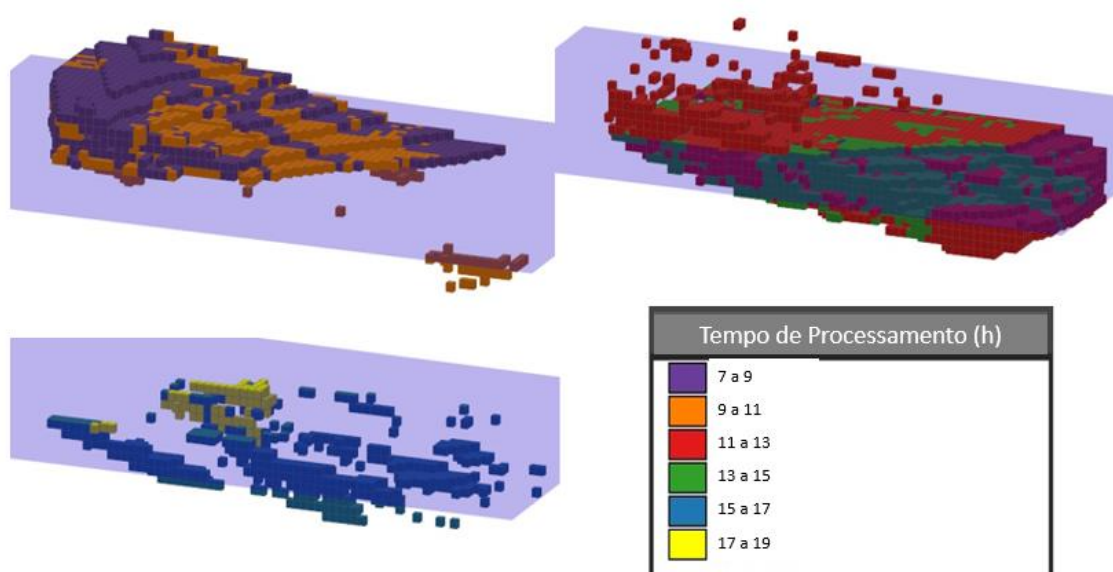


Figura 4.10 – Detalhamento de intervalos do tempo de processamento

Percebe-se uma preponderância de blocos com menor T_P (abaixo de 11 horas) na rocha mineralizada alterada, havendo também alguns blocos desta categoria localizados na rocha mineralizada fresca. Os blocos que possuem T_P em faixas intermediárias (entre 11 e 15 horas) localizam-se principalmente ao longo da rocha mineralizada fresca, com menor quantidade de blocos esparsos no corpo mineralizado alterado. Blocos de T_P mais altos (acima de 15 horas), por sua vez, ocorrem em pequenos grupos, encaixados a blocos de T_P intermediários ao longo da rocha mineralizada fresca.

4.4.2 Resultados e Discussão

A Tabela 4.10 exibe os resultados gerais para B1, B2 e B3. Ressalta-se que diferentes tempos de vida útil foram encontrados para esses cenários. Portanto, visando equalizar a análise do retorno financeiro, foi determinado o Valor Presente Líquido Anualizado (VPLA). Este resultado transforma o fluxo de caixa do projeto em uma série uniforme, apresentando o ganho monetário obtido por período e, desta forma, permitindo uma adequada comparação entre diferentes tempos de vida. Mariz *et al.* (2019) demonstraram que o VPLA é um parâmetro confiável para efetuar uma avaliação econômica criteriosa e, posteriormente, selecionar a melhor alternativa entre equipamentos de escavação e transporte de minas. A Equação 4.6 permite o cálculo do VPLA.

$$VPLA = VPL \left(\frac{(1+i)^ni}{(1+i)^n - i} \right) \quad (4.6)$$

onde i = taxa de desconto (%); n = número de períodos.

Tabela 4.10 – Resultados dos Cenários B1, B2 e B3

Parâmetros de resposta	B1	B2	B3	B2 / B1 (%)	B3 / B1 (%)
Número de períodos (anos)	18	17	17	-5,56	-5,56
VPL (MUSD)	271,42	234,59	248,29	-13,57	-8,52
VPLA (MUSD)	27,64	23,93	25,33	-13,41	-8,35
% Conformidade do minério – ano 1	98,57	99,94	99,42	1,39	0,86
% Conformidade do minério – ano 2	99,86	99,89	99,86	0,03	0,00
% Conformidade do minério – ano 3	91,62	99,91	99,98	9,05	9,12
% Conformidade após o <i>ramp-up</i>	99,66	99,93	99,88	0,27	0,22
Produção global do minério (Mt)	36,86	34,29	36,16	-6,97	-1,90
Produção média anual do minério (Mt)	2,05	2,02	2,13	-1,46	3,41
Produção global de estéril (Mt)	50,65	51,30	51,55	1,27	1,77
Relação Estéril/Minério (REM)	1,37	1,50	1,43	8,86	3,74
Teor médio Fe (%)	35,36	36,38	36,53	2,88	3,31
Tempo de processamento médio	6.912,0	6.434,09	6.856,08	-6,91	-0,81

A Tabela 4.10 demonstra que a análise dos valores de VPL e VPLA dos cenários B1, B2 e B3 possui variações percentuais semelhantes entre si, validando assim a análise comparativa da evolução do VPL destes cenários. A Figura 4.11 apresenta a comparação das curvas do VPL.

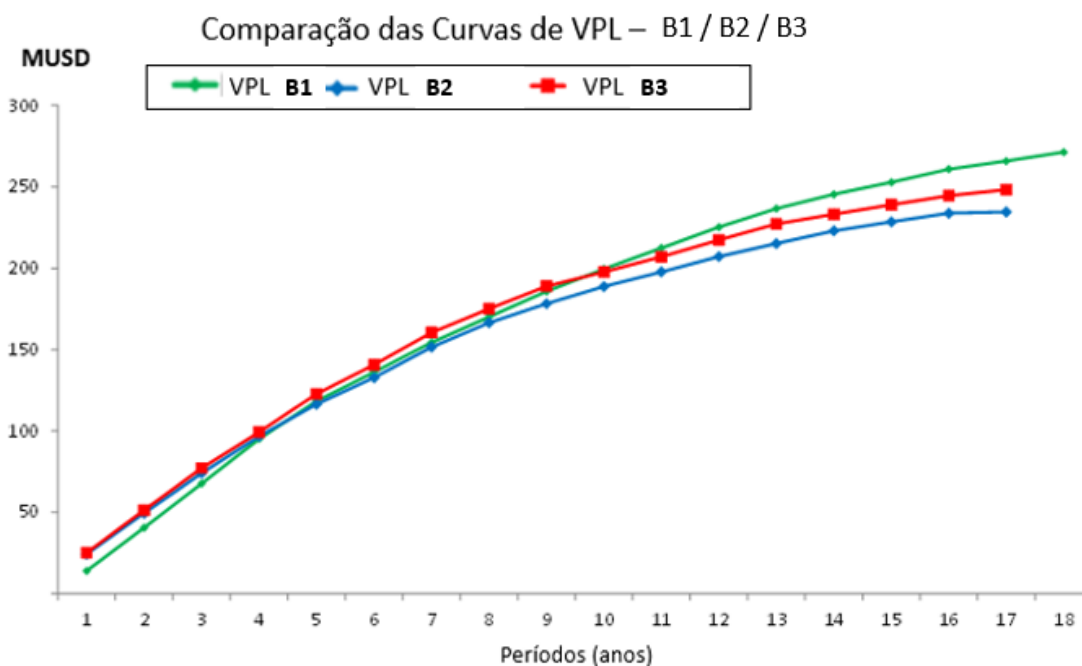


Figura 4.11 – Evolução comparativa do VPL – cenários B1, B2 e B3

O cenário B1 apresentou ganhos de VPL de 13,57% e 8,52% em relação a, respectivamente, B2 e B3. Tal comportamento do B1 deve-se, em parte, à arbitragem de recuperações constantes para todos os blocos, não penalizando o lucro obtido para blocos com recuperação inferior a 78%, que ocorrem para a distribuição real desta variável considerada no B2 e B3. Além disso, o B1 não leva em conta a variável energia específica na simulação, mantendo neste caso o parâmetro custo do processo constante e igual a 15 MUSD/t para todos os blocos. Assim, não houve penalizações no valor econômico de blocos com alto custo de processo, o que ocorreu para B2 e B3. Ressalta-se que o B3 apresentou um VPL 5,84% maior que o B2, demonstrando que a utilização de pilhas de estocagem permitiu ganhos financeiros no sequenciamento de mina.

As Figuras 4.12, 4.13 e 4.14 apresentam a evolução da produção de minério e estéril, bem como a REM para os cenários estudados.

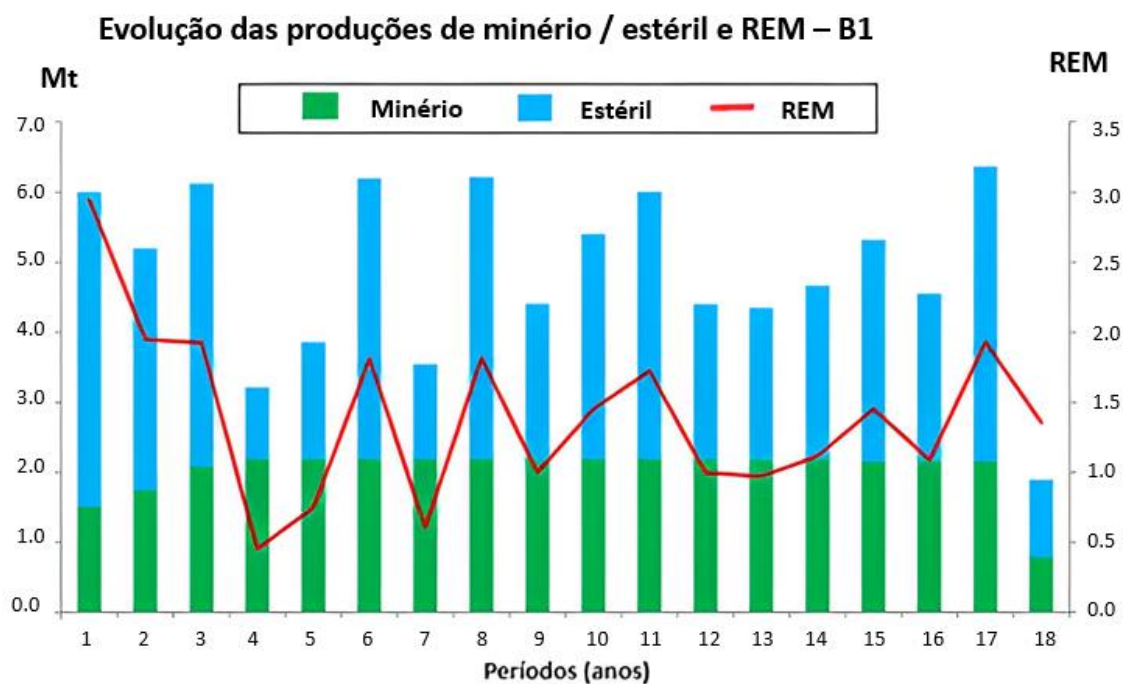


Figura 4.12 – Produção de Minério / Estéril e REM – B1

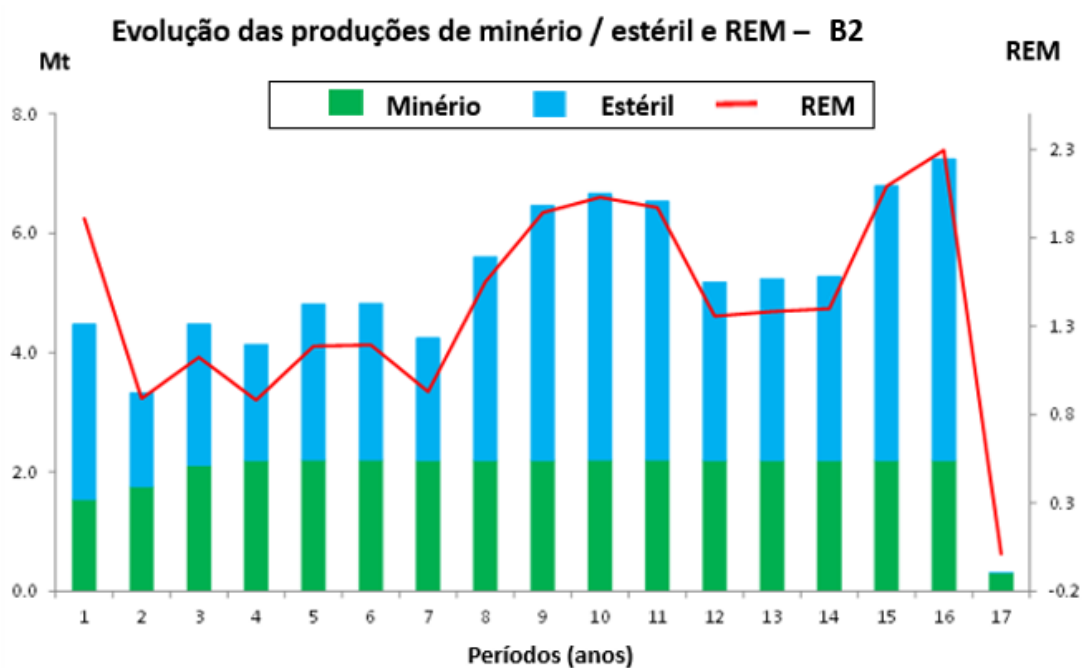


Figura 4.13 - Produção de Minério / Estéril e REM – B2

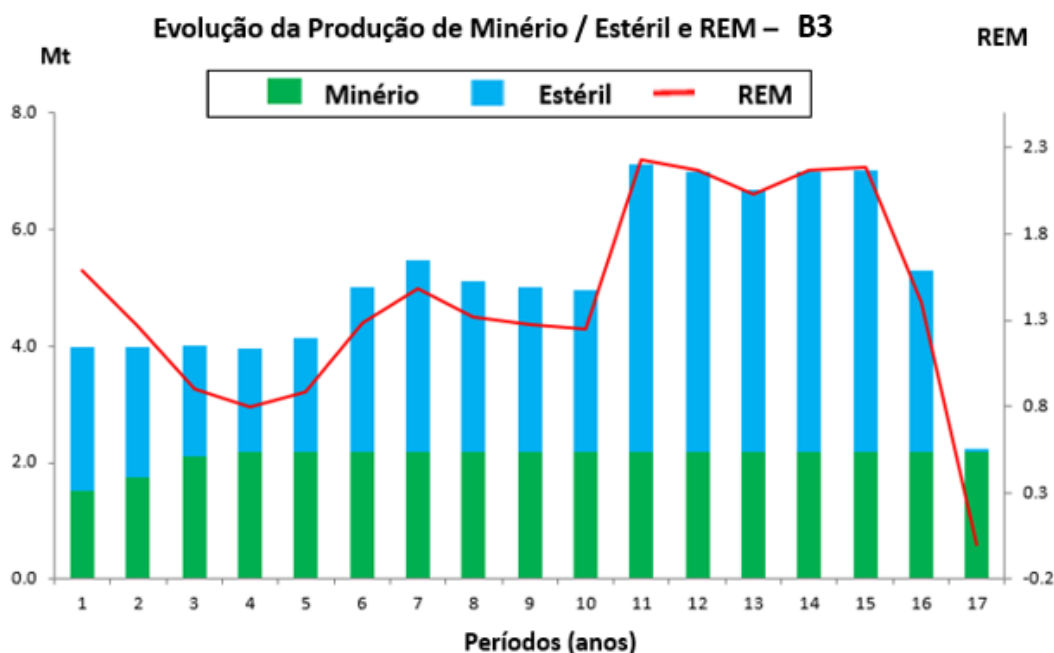


Figura 4.14 – Produção de Minério / Estéril e REM – B3

Pode-se notar o alcance de conformidade acima de 90 % para todos os cenários, durante a vida útil da mina. No entanto, diferenças significativas podem ser observadas na REM. Para o B1, há uma redução abrupta de 2,9 para 0,5 entre os anos 1 e 4 e, a partir daí, oscila de forma contínua entre 0,6 e 1,9. Para o B2, são identificadas duas fases: 1,91 no primeiro ano e, em seguida, oscilação entre 0,9 e 1,2 até o ano 7; a partir do ano 8, tem-se valores entre 1,4 a 2,3 até atingir 0,1 no ano 17. No caso do B3, observam-se as seguintes fases: queda de 1,6 (ano 1) para valores em torno de 0,9 (anos 3 a 5); valores próximos a 1,3 entre os anos 6 a 10; valores em torno de 2,2 entre os anos 11 a 15 e; e queda acentuada da REM nos anos 16 e 17, atingindo um valor nulo no último ano.

A queda acentuada da REM nos primeiros meses, para todos os cenários, é explicada pelas menores produções de minério requeridas durante o *ramp-up*. Desta forma, o desenvolvimento da mina atendeu à liberação dos blocos de minério para atender às metas deste período, respeitando as restrições de movimentação de massa anual. Para

os demais anos, a diferença entre o B1 e B2 se deve ao fato de que o segundo cenário possui recuperações energias específicas distintas por bloco. Portanto, para o B2 o software inicialmente direcionou a extração para os blocos mais rentáveis e com menor custo de processamento, e posteriormente foram lavrados os blocos que demandam maiores tempo de processamento e custos de processo. Por sua vez, o B3 apresenta uma maior estabilidade da REM, de acordo com faixas definidas de movimentação de massa por período e uso de pilhas de estocagem de minério. Dessa forma, foi possível amortecer as oscilações na extração de blocos de estéril e maximizar o aproveitamento das reservas minerais, o que levou a um aumento de 5,45% na produção de minério em relação ao B2. A REM do B1 foi 8,86% inferior ao B2, indicando menor complexidade do desenvolvimento da mina em relação ao primeiro cenário geometalúrgico. O B3 permitiu otimizar a REM em relação ao B2, apresentando um valor 4,70% inferior ao cenário que não contemplava limitações de massa por período e pilhas de estocagem.

A Figura 4.15 apresenta a massa movimentada global para os três cenários desenvolvidos.

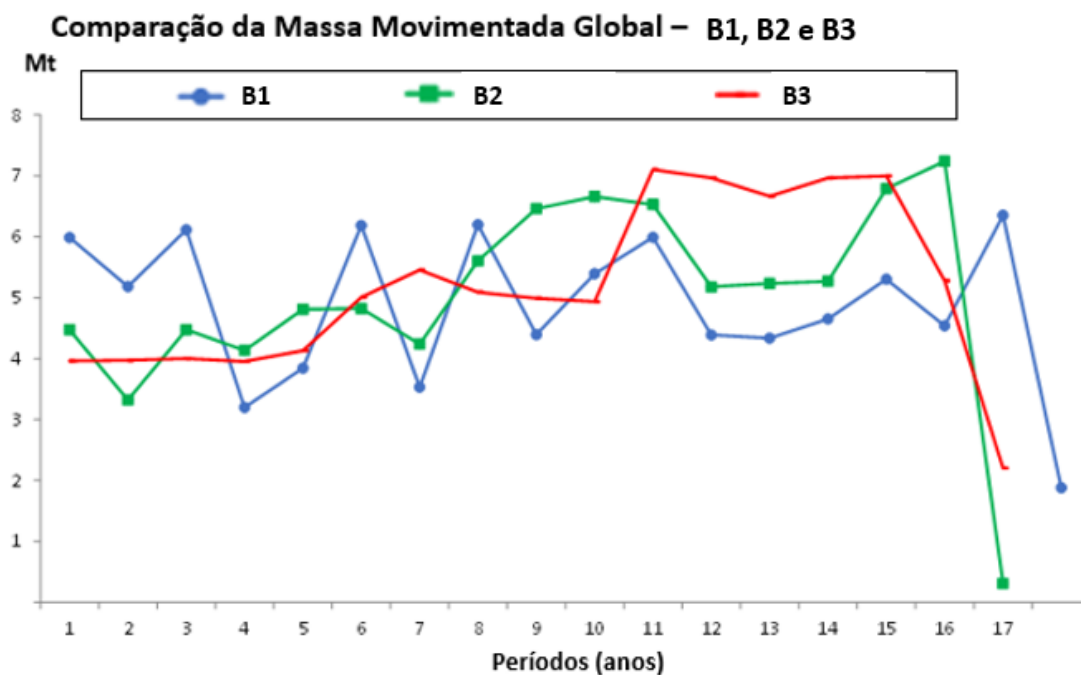


Figura 4.15 – Massa movimentada global – B1, B2 e B3

Para o B1, este parâmetro sofre contínuas oscilações ao longo da vida útil do projeto. No caso do B2, diferentes momentos são observados. Até o ano 7, há valores entre 3,3 Mt e 5,01 Mt, subindo em seguida para o intervalo entre 5,2 Mt a 7,2 Mt e finalizando em 0,3 Mt no ano 17. O B3, por sua vez, atende aos intervalos definidos por período, ou seja: 4,0 Mt até o ano 5; 5,0 Mt entre os anos 6 e 10; e 7,0 Mt do ano 11 ao ano 15. Há uma queda gradativa deste parâmetro a partir daí, chegando ao valor de 2,2 Mt no último ano.

As Figuras 4.16 e 4.17 exibem as cavas correspondentes aos anos 4, 8, 12 e 16 do sequenciamento de mina para, respectivamente, os cenários B1 e B2. A Figura 4.18 apresenta a evolução dos teores de Fe para estes dois cenários. Tais figuras apoiam uma melhor investigação comparativa do efeito da utilização ou não das variáveis geometalúrgicas no planejamento de mina, não considerando os aspectos contemplados

pelo cenário B3 (limitações de movimentação de massa por períodos e a utilização de pilhas de estocagem).

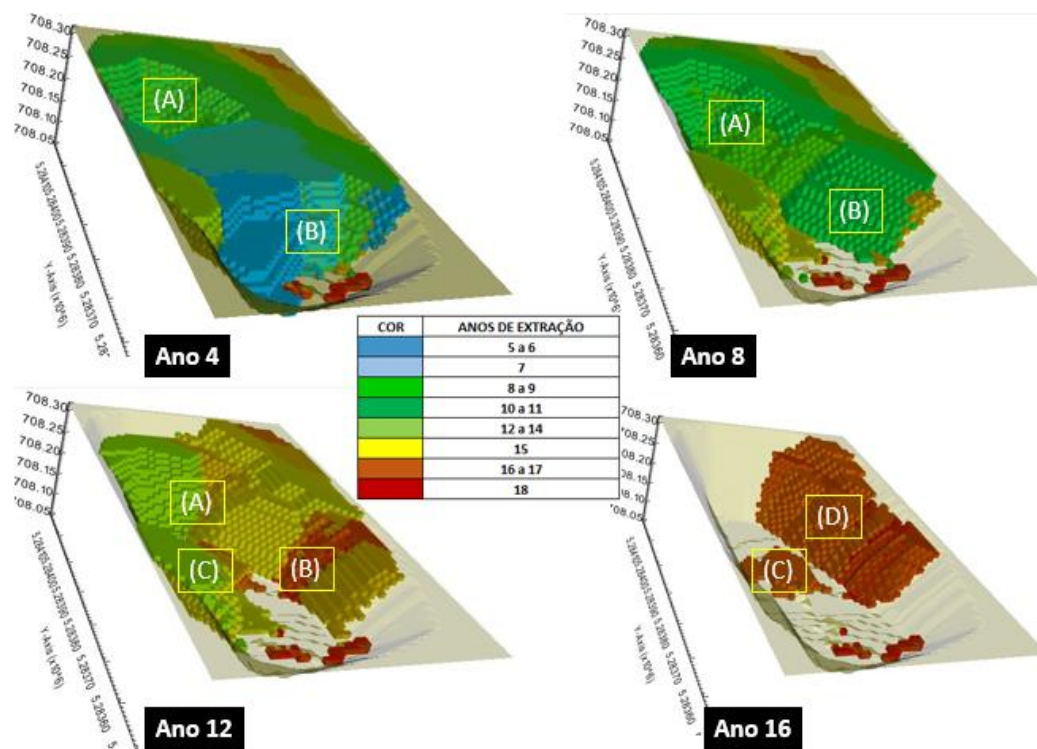


Figura 4.16 – Cavas geradas nos anos 4, 8, 12 e 16 – B1

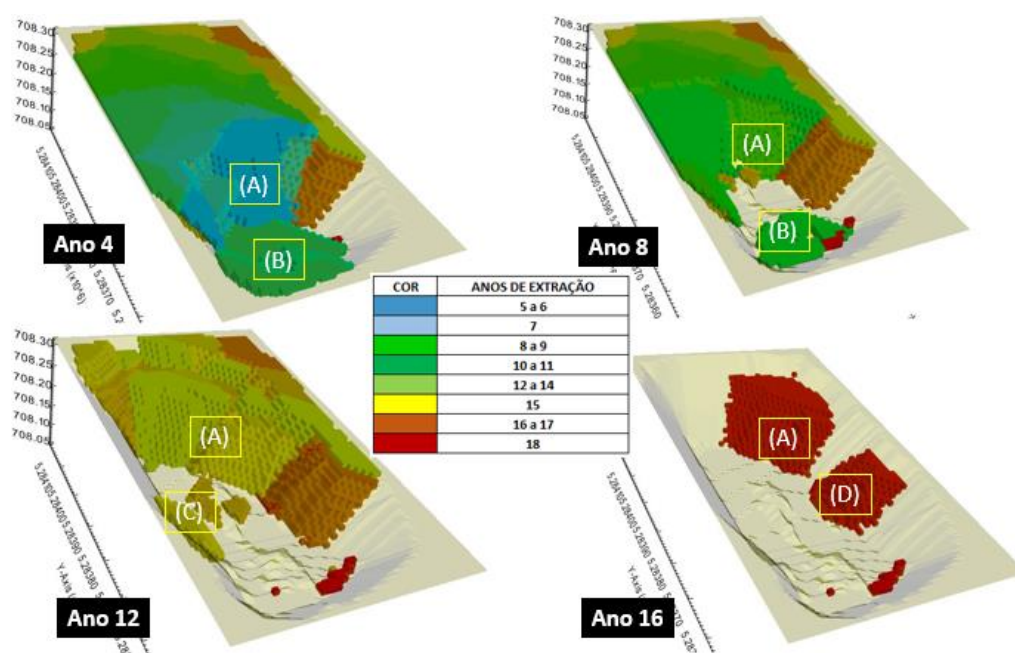


Figura 4.17 – Cavas geradas nos anos 4, 8, 12 e 16 – B2

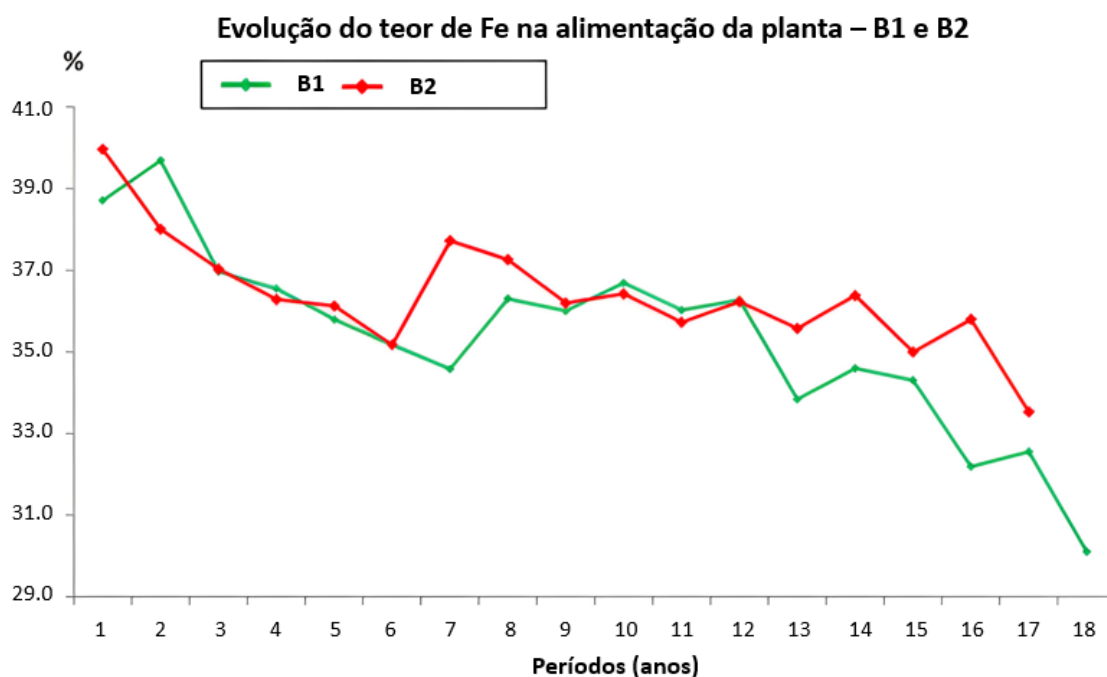


Figura 4.18 – Análise comparativa do teor de Fe – B1 e B2

Pode-se notar, pelas Figuras 4.16 e 4.17, estratégias diferentes para os cenários B1 e B2. No caso do B1, houve a abertura de duas frentes de lavra simultâneas (A e B), priorizando regiões de teores mais elevados de Fe. Posteriormente, foram abertas e lavradas as frentes de lavra C e D, cujos teores são mais baixos. O sequenciamento de mina é fortemente guiado por esta variável, não havendo interferência de outras variáveis geometalúrgicas como recuperação (considerada constante para todos os blocos) e energia específica (desconsiderada durante a simulação). A Figura 4.18 corrobora esta estratégia, demonstrando que os blocos de minério extraídos a partir do ano 13 têm teores significativamente menores em relação ao B2.

Com relação ao B2, a lavra é realizada inicialmente em duas frentes (A e B), considerando os teores de Fe e as variáveis de recuperação e energia específica, cujos valores são diferentes para cada bloco. Posteriormente, a frente A é misturada com novas frentes (C e D). Dessa forma, blocos de diferentes regiões das litologias rocha

mineralizada alterada e fresca são blendados, visando o melhor sequenciamento de lavra para maximizar o VPL e atender às restrições operacionais. O fato de o B2 considerar três variáveis geometalúrgicas presentes em cada bloco (teor, recuperação e energia específica) exige uma REM mais agressiva, como mostra a Figura 4.13. Dessa forma, o cenário B2 é mais realista e permite antecipar as dificuldades operacionais que o projeto enfrentará ao longo de sua vida útil.

Nota-se, por meio da Figura 4.18, que ambos os cenários conseguiram atingir teores médios de Fe na alimentação da usina dentro da especificação (30% e 40%), com tendência à priorização de blocos mais ricos nos primeiros anos da vida útil. O cenário B2 obteve um teor médio 2,88% superior ao B1. Essa característica pode ser decorrente da busca por maiores recuperações, que por sua vez são variáveis e proporcionais aos teores de cada bloco. Para o B1, ao contrário, a recuperação é considerada constante e não está correlacionada com o teor de Fe.

4.4.3 Conclusões

O presente estudo de caso demonstrou a importância e relevância de utilizar modelos de blocos construídos com variáveis geometalúrgicas. O uso de premissas que não refletem a complexidade do depósito mineral pode causar sérios erros no planejamento estratégico de lavra.

No cenário B1, a recuperação do processo foi considerada constante, e a energia específica de cominuição foi desconsiderada. Para o B2, as variáveis recuperação e energia específica foram levadas em conta. O B3, adicionalmente, contemplou diferentes limites de movimentação de massa por período e uso de pilhas de estocagem de minério. Como principais resultados, o cenário B1 apresentou VPL e produção de minério, respectivamente, 13,57 e 6,97% superior ao B2. Em outras palavras, os resultados do B1

consistem em valores superestimados, tanto financeiros quanto de produção. Desta forma, é possível afirmar que o uso de variáveis geometalúrgicas é fundamental para a geração de sequenciamentos de mina confiáveis e realistas.

De outra forma, a REM do B2 foi 8,87% maior do que a obtida pelo B1, devido à necessidade de desenvolvimento adicional da mina para otimizar o sequenciamento. Já o B3 obteve ganhos em VPL e produção de minério de, respectivamente, 5,84 % e 5,45 % em relação ao B2, demonstrando que o uso de pilhas de estocagem de minério permitiu elevar o aproveitamento das reservas de minério, além de obter ganhos financeiros. Além disso, a REM do B3 apresentou uma queda de 4,70% em relação ao B2, permitindo destacar que a limitação de massa por períodos disciplinou a extração de blocos de estéril. Verificou-se, desta forma, que o cenário B3 minimizou os efeitos indesejáveis da avides por blocos, característica intrínseca das metodologias SDB e otimização global.

Foi possível perceber, desta forma, que a utilização de variáveis geometalúrgicas traz cenários mais realistas e confiáveis, tratando-se de constatações relevantes tanto para a indústria quanto para a academia. Além disso, a metodologia de otimização global mostrou boa operacionalidade em ambos os cenários, demonstrando a possibilidade de uso em futuros cenários de planejamento de lavra.

4.5 Resultados globais dos cenários desenvolvidos

A Tabela 4.11 exhibe os principais resultados obtidos, tanto para os cenários desenvolvidos utilizando o modelo de domínio público Marvin (A1, A2 e A3) quanto para aqueles que contemplaram o modelo de propriedade da BNA Mining Solutions.

Tabela 4.11 – Resultados globais de todos os cenários

Resposta	Modelo Marvin					Modelo BNA				
	A1	A2	A3	A2 /	A3 /	B1	B2	B3	B2 /	B3 /
				A1	A2				B1	B2
VPL	6.443,4	5.859,1	6.425,1	-9,06	+5,93	271,42	234,59	248,29	-13,57	-8,52
Produção (Mt)	369,40	366,81	385,81	-0,70	+9,66	36,86	34,29	36,16	-6,97	-1,90

As análises detalhadas dos resultados obtidos foram apresentadas nos tópicos 4.3 e 4.4, não sendo necessário apresentar novamente tais discussões. Uma exceção pode ser feita com relação à comparação dos resultados do cenário A2 com relação ao cenário A1, que não foi feita anteriormente. O VPL do cenário A2 apresentou uma diferença negativa de 9,06 % em relação ao cenário A1, enquanto a produção do A2 apresentou uma queda percentual de apenas 0,70 %. O desempenho a menor do A2 pode ser atribuído à limitação, nos 3 primeiros anos, de produções menores devido ao *ramp-up* estabelecido em suas premissas. Com isso, as produções foram menores durante o *ramp-up*, trazendo assim a redução dos ganhos financeiros no período de estabilização da produção e reflexos indesejáveis no crescimento do VPL ao longo da vida útil do projeto.

5. CONCLUSÕES

O presente trabalho desenvolveu e apresentou uma metodologia para utilização da variável geometalúrgica energia específica de cominuição no desenvolvimento de cenários de planejamento estratégico de lavra. A metodologia descrita considera a estimativa e inserção dos tempos de processamento por cada bloco a partir de sua respectiva energia específica, e em seguida o desenvolvimento dos cenários de planejamento de lavra.

Os cenários A1, A2 e A3 foram desenvolvidos para o modelo de blocos de domínio público Marvin. O A1 consistiu em um cenário geometalúrgico específico, no qual foi possível demonstrar as estratégias demandadas pelo software para maximizar o resultado financeiro do depósito. Os cenários A2 e A3, devido a terem premissas similares, foram analisados de forma integrada. O A2 incluiu um *ramp-up* de três anos, enquanto o A3 levou em conta valores distintos de movimentação global de massa por período e utilização de pilhas de estocagem de minério. O cenário A3 apresentou um VPL e produção de minério superiores ao A2 em, respectivamente, 9,66 % e 5,18 %, além de apresentar uma REM mais estável ao longo da vida útil do projeto. Portanto, foi possível constatar que as premissas adotadas trouxeram melhor aproveitamento das reservas minerais e ganhos financeiros mais elevados, graças à melhoria da blendagem do minério antes da alimentação da usina, bem como disciplinou a extração de estéril conforme restrições de massa movimentada. Os cenários B1, B2 e B3, por sua vez, consideraram o modelo de blocos disponibilizado pela BNA Mining Solutions, no qual as variáveis geometalúrgicas recuperação de processo e energia específica se encontravam distribuídas bloco a bloco. O cenário B1 contemplou valores de recuperação constantes

para todos os blocos e não considerou a variável energia específica. Para o B2, as recuperações e energias específicas foram consideradas variáveis conforme modelo BNA. Por sua vez, o B3 atendeu às premissas do B2 e incluiu metas distintas de movimentação global de massa por período e pilhas de estocagem de minério. O B2 apresentou valores menores, comparativamente ao B1, de 13,57 % e 6,97 % em relação a, respectivamente, VPL e produção de minério. Além disso, a REM do B2 ficou 8,87 % acima da obtida pelo B1. Isto demonstra que o B1 apresentou valores superestimados em relação ao cenário geometalúrgico, bem como subestimou a extração de blocos de estéril. É possível constatar, desta forma, a importância da utilização das variáveis recuperação e energia específica, tal como foram distribuídas no depósito mineral, para garantir maior confiabilidade e aderência à realidade operacional. Por outro lado, o B3 obteve ganhos de 5,84 % em VPL e 5,45 % na produção de minério relativamente ao B2, além de reduzir em 4,70 % a REM. Constata-se, como benefícios da adoção das premissas do segundo cenário geometalúrgico, a obtenção de ganhos financeiros, melhor aproveitamento da jazida e estabilização da REM.

A implementação de diferentes metas de movimentação de massa por períodos e a utilização de pilhas de estocagem de minério antes da alimentação da usina permitiu maior aproveitamento dos recursos minerais da mina, bem como permitiu a redução das oscilações da REM e minimizou a irregularidade das cavas geradas. Assim, tais estratégias permitem controlar, de forma indireta, o problema da avidez por blocos e suas consequências indesejáveis aos resultados das simulações.

Desta forma, pode-se afirmar que os objetivos traçados para este trabalho foram alcançados. O autor espera, por meio da metodologia apresentada, contribuir para o aprimoramento da utilização prática da variável energia específica de cominuição no

desenvolvimento de cenários de planejamento de lavra, tornando esta atividade mais robusta no âmbito de projetos reais de mineração.

6. CONTRIBUIÇÕES ORIGINAIS AO CONHECIMENTO

O presente trabalho se dirigiu ao preenchimento de uma lacuna no conhecimento técnico-acadêmico, no que se diz respeito à não existência de um documento descrevendo a metodologia de utilização da variável geometalúrgica energia específica existente em modelos de bloco para o desenvolvimento de cenários de planejamento de lavra. Portanto, o autor descreveu uma metodologia objetiva de cálculo dos tempos de processamento relativos a cada bloco do depósito, a partir das respectivas energias específicas, e sua posterior utilização no desenvolvimento de cenários de planejamento.

A principal contribuição ao conhecimento foi a formalização desta metodologia. Esta é aplicável para modelos nos quais o parâmetro energia específica de cominuição está previamente incluído em cada bloco. Foi possível, além disso, demonstrar o impacto da utilização da variável energia específica de cominuição no aumento da confiabilidade dos resultados do planejamento estratégico de lavra.

7. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

O autor recomenda, como trabalhos a serem desenvolvidos futuramente em relação ao tema estudado:

- Utilizar a metodologia desenvolvida neste estudo para modelos de bloco de depósitos minerais de minérios distintos, de forma a avaliar a aplicabilidade do procedimento em diferentes situações operacionais;
- Efetuar pesquisas conjuntas envolvendo profissionais de minerações e do meio acadêmico, a fim de testar a metodologia proposta buscando a sua validação para diferentes tipos de depósitos.

8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ALMEIDA, A. M. **Surface Constrained Stochastic Life-of-Mine Production Scheduling**. 104 f. Master Thesis. Department of Mining and Materials Engineering, McGill University, Montreal. 2013.

ARAÚJO, A.; AMARANTE, S.; SOUZA, C.; SILVA, R. Ore mineralogy and its relevance for selection of concentration methods in processing of Brazilian iron ores. **Mineral Processing and Extractive Metallurgy**. 112. 54-64. 10.1179/037195503225011439. 2003.

ARROYO, C. H. **Caracterização Geometalúrgica e Modelagem Geoestatística da Mina Brucutu – Quadrilátero**. Tese de Doutorado. Escola de Minas. Universidade Federal de Ouro Preto, 2014.

BAZANTE, A. J. **A interação entre o planejamento e controle de qualidade na maximização da função benefício de um empreendimento mineral**. 2004. 123f. Tese (Doutorado em Engenharia Mineral) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2004.

BAYRAKTAR, I. **Some considerations in mineral processing plant design**. In: Proceedings of 14th International Mineral Processing Symposium. Pp. 35–45. Kuşadası, Turkey, 2014.

BEAUMONT, C.; MUSINGWINI, C. Application of geometallurgical modelling to mine planning in a copper-gold mining operation for improving ore quality and mineral processing efficiency. **The Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy**. Vol. 119. P.p. 243-252. 2019.

BIENSTOCK, D.; ZUCKERBERG, M. **Solving LP relaxations of large-scale**. [s. l.]. In: F. Eisenbrand & F. B. Shepherd (Eds.), (pp. 1-14): Springer, 2010.

BIKBOV, M.A. et al. Low-Intensity Magnetic Separation: Principal Stages Of A Separator Development – What Is The Next Step? **Physical Separation in Science and Engineering**, v. 13, n. 2, p. 53-67. 2004.

BLUM, C.; ROLI, A. Metaheuristics in combinatorial optimization: overview and conceptual comparison. *ACM Computing Surveys*, [s. l.], v. 35, n. 3, p. 189–213, 2003.

BRANDT MEIO AMBIENTE. **SUL AMERICANA DE METAIS: PROJETO BLOCO 8. EIA – ESTUDO DE IMPACTO AMBIENTAL**. Grão Mogol: Brandt Meio Ambiente, 2019.

BYE, A.R. **Case Studies Demonstrating Value from Geometallurgy Initiatives**. The First AUSIMM International Geometallurgy Conference / Brisbane, QLD, 5 – 7 September 2011.

CACCETTA, Louis; HILL, Stephen P. Atlas: **An Application of Branch and Cut to Open Pit Mine Scheduling by Louis Caccetta**. [s. l.], p. 349–365, 2003.

CAMPOS, P. H. A. **Um Comparativo de Metodologias no Planejamento de Lavra: Sequenciamento Direto de Blocos vs. Planejamento Tradicional**. Dissertação de Mestrado. Escola de Minas. Universidade Federal de Ouro Preto, 2017.

CAMPOS, P. H. A.; COSTA, J. F. C. L.; KOPPE, V. C.; BASSANI, A. A. Geometallurgy-oriented mine scheduling considering volume support and non-additivity. **Mining Technology**, DOI: 10.1080/25726668.2021.1963607. 2021.

CAMPOS, L. J. F.; SILVA, P. H.; MAZZINGHY, D. B.; TAVARES, L. M.; CAMPOS, P. H. A.; GALÉRY, R. **O Índice de Trabalho de Bond para Moagem de Bolas (BWi) é uma Variável Aditiva?** XXVIII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Belo Horizonte, 2019.

CAMPOS, P. H. A.; ARROYO, C.E.; MORALES, N. Application of optimized models

through direct block scheduling in traditional mine planning. **The Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy**, Vol. 118, 381-386, apr. 2018.

CAMPOS, P. H. A.; CABRAL, I. E.; ARROYO, C. E.; MORALES, N. 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. 2018.

CARMO, F. A. **Metodologias para o Planejamento de Cavas Finais de Minas a Céu Aberto Otimizadas**. 114 f. Dissertação de Mestrado. Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral. Universidade Federal de Ouro Preto. Ouro Preto, 2001.

CARRASCO, P.; CHILÈS, J. P.; SÉGURET, S. A. **Additivity, Metallurgical Recovery and Grade**. 8th international Geostatistics Congress, Santiago, Chile. 2008.

CARVALHO, B. C. L. **Aproveitamento de Minérios de Ferro de Baixo Teor: Tendências, Tecnologias Utilizadas e Influências no Sequenciamento de Lavra**. 2012. 107 f. Dissertação (Mestrado) – Curso de Pós- Graduação do Departamento de Engenharia de Minas, Departamento de Engenharia de Minas, Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2012.

CASTANHEIRA, L. H. **Impacto dos Teores de Cortes Dinâmicos na Geração de Cavas Finais Utilizando o Software Deswik: uma Comparação entre os Métodos Pseudoflow e Sequenciamento Direto de Blocos**. Trabalho de Conclusão de Curso. Universidade Federal de Ouro Preto, 2021.

CHIMUCO, J. P. J. **Metodologia de planejamento de mina para retomada das operações de lavra das jazidas de Kassinga Norte-Angola**. Universidade Federal de Ouro Preto. Ouro Preto. 2010.

COWARD, S.; VANN, J.; DUNHAM, S.; STEWART, M. **The primary-response**

framework for geometallurgical variables. In: Proceedings of the 7th International Mining Geology Conference, Perth, Australia. p. 17–19. 7th edition. Elsevier Science & Technology Books. 2009.

CULLENBINE, Christopher; WOOD, R. Kevin; NEWMAN, Alexandra. A sliding time window heuristic for open pit mine block sequencing. **Optimization Letters**, [s. l.], v. 5, n. 3, p. 365–377, 2011.

CURI, A. **Minas a Céu Aberto: Planejamento de Lavra.** Oficina de Textos, 2014.

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

DAGDELEN, K. **Optimum Multi Period Open Pit Mine Production Scheduling.** Doctoral thesis. Colorado School of Mines. Golden, p.p. 325. 1985.

DAMODARAN, A. **Finanças Corporativas: Teoria e Prática.** São Paulo: Bookman Companhia, 2004.

DAVIS, G. A.; NEWMAN, A. M. **Modern Strategic Mine Planning.** Proceedings of the 2008 Australian Mining Technology Conference. Disponível em: http://inside.mines.edu/~gdavis/Papers/CRC_Mining_Conference_Paper.pdf. Acessado em 15/01/2020.

DELBONI JR, H. Modelagem e simulação de circuitos de cominuição e classificação. Apostila do curso PMI-5004 – Modelagem e simulação de circuitos de cominuição e classificação. São Paulo: Universidade de São Paulo, 2003.

DEUTSCH, J. L. **Multivariate Spatial Modeling of Metallurgical Rock Properties.** Thesis of Doctor of Philosophy in Mining Engineering. Department of Civil and Environmental Engineering. University of Alberta. Canada, 2015.

DIMITRAKOPOULOS, R.; MARTINEZ, L.; RAMAZAN, S. A maximum upside / minimum downside approach to the traditional optimization of open pit mine design.

Journal of Mining Science, [s. l.], v. 43, n. 1, p. 73–82, 2007.

DOBBY, G.; BENNETT, C.; KOSICK, G., **Advances in SAG circuit design and simulation applied to the mine block model**. In: SAG CONFERENCE, 3, Vancouver, Canada. p. IV221-IV234, 2001.

DOMINY, S. C.; O'CONNOR, L.; PARBHAKAR-FOX, A.; GLASS, H. J.; PUREVGEREL, S. Geometallurgy—A Route to More Resilient Mine Operations. **Minerals** 2018, 8, 560. Disponível em: www.mdpi.com/journal/minerals. Acessado em [05/02/2021](http://www.mdpi.com/journal/minerals). 2018.

DUNHAM, S.; VANN, J. Geometallurgy, geostatistics and project value – Does your block model tell you what you need to know? **Australasian Institute of Mining and Metallurgy Publication Series**, n. June, p. 189–196, 2007.

DUQUE, T. F. M. B.; SCHNEIDER, C. L. Caracterização da Degradação de uma Rocha Utilizando o DWT. **HOLOS**, Ano 30, Vol. 3 - Edição Especial - XXV ENTMME / VII MSHNT. 2014.

ESPINOZA, D.; GOYCOOLEA, M.; MORENO, E.; NEWMAN, A. MineLib: A library of open pit mining problems. **Annals of Operations Research**, n. 206, Vol. 1, p.p. 91-114, 2012.

FATHOLLAHZADEH, K.; MARDANEH, E.; CIGLA, M.; ASAD, M. W. A. A mathematical model for open pit mine production scheduling with Grade Engineering and stockpiling. **International Journal of Mining Science and Technology**, **29 (3)**. 2021.

FLORES, B. A.; CABRAL, I. E. Análise de sensibilidade na otimização econômica de uma cava. **REM: Revista Escola de Minas**, Ouro Preto, v. 61, n. 4^a, p. 449-454, 2008.

FONTES, M. P. **Influência do nível freático no sequenciamento de lavra aplicado ao planejamento estratégico da lavra.** Porto Alegre: Escola de Minas, UFRGS, 2016.

GARRIDO, M.; SEPÚLVEDA, E.; ORTIZ, J.; NAVARRO, F.; TOWNLEY, B. **A Methodology for the Simulation of Synthetic Geometallurgical Block Models of Porphyry Ore Bodies.** Procemin Geomet 2018. 14th International Mineral Processing Conference. 2018.

GOMES, R. B.; De TOMI, G.; ASSIS, P. S. Mine/Mill production planning based on a Geometallurgical Model. **REM: R. Esc. Minas**, Ouro Preto, 69(2), 213-218, apr. Jun. 2016.

GUIMARÃES, O.; MARINHO, A. **Sequenciamento Direto de Blocos.** 8º Congresso Brasileiro de Mina a Céu Aberto. Belo Horizonte, 2014.

HUSTRULID, W.; & KUCHTA, M. **Open pit mine – Planning & design.** 2v, Revised and extended, 2nd edition. Balkema, Rotterdam, 2006.

IBRAM – Instituto Brasileiro de Mineração. **Workshop “Planejamento de mina: práticas e experiências de empresas de mineração”**, Módulo I e II. Belo Horizonte, 1996.

JAMSHIDI, M.; OSANLOO, M. Reliability analysis of production schedule in multi-element deposits under grade-tonnage uncertainty with multi-destinations for the run of mine material. **International Journal of Mining Science and Technology**, 29 (3). 2018.

JEREZ, R; FEATHERSTONE, R; SCHEEPERS. Strategic planning model using mathematical programming techniques. In: **CANADIAN INSTITUTE OF MINING. METALLURGY AND PETROLEUM (CIM).** 2003.

JKMRC – Julius Kruttschnitt Mineral Research Center. **Mineral Comminution Circuits; Their Operation and Optimisation.** Australia. 1995. 413p.

JOHNSON, T.B. **Optimum open pit mine production scheduling**. Operations Research Department, University of California. Berkeley, p. 120f. 1968.

KING, G. S.; MACDONALD, J. L. **The business case for early-stage implementation of geometallurgy – An example from the Productora Cu-Au-Mo deposit, Chile**. In: Proceedings of the International Geometallurgy Conference, Perth, Australia, 15–16 June 2016. Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne, Australia, 2016. Pp. 125–133.

KUMHAL, M. Incorporating geo-metallurgical information into mine production scheduling. **Journal of the Operational Research Society** (2011) 62, p.p. 60-68. 2011.

LAMBERG, P. **Particles – the Bridge between Geology and Metallurgy**. In: Conference in Minerals Engineering. Luleå. 2011.

LAMBERT, W. B.; BRICKEY, A.; NEWMAN, A. M.; EUREK, K. Open-pit block-sequencing formulations: A tutorial. **Interfaces** 44 (2):127-142. 2014.

LAMGHARI, Amina; DIMITRAKOPOULOS, Roussos. A diversified Tabu search approach for the open-pit mine production scheduling problem with metal uncertainty.pdf. **European Journal of Operational Research**, [s. l.], v. 222, p. 642–652, 2012.

LEE, T. D. **Planning and mine feasibility study – An owner’s perspective**. In: Proceedings of the 1984 NWMA Short Course ‘Mine Feasibility – Concept to Completion. Spokane, WA, 1984.

LERCHS, H; GROSSMANN, L. Optimum design of open pit mines. **Canadian Mining and Metallurgical Bulletin**, v. LXVIII, p.17-24. Montreal, Canada, 1965.

LISHCHUK, V.; PETTERSSON, M. The mechanisms of decision-making when applying geometallurgical approach to the mining industry. **Mineral Economics**. 34:71–

80. Springer. 2021.

LUZ, A. B.; FRANÇA, S. C. A.; BRAGA, P. F. A. **Tratamento de Minérios. – 6ª Edição.** 948 p.p. Rio de Janeiro: CETEM/MCTIC, 2018.

MACFARLANE, A. S.; WILLIAMS, T. P. Optimizing value on a copper mine by adopting a geometallurgical solution. **The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy.** Vol. 114, 2014.

MARIZ, J. L. V., CAVALCANTE, M. S., ROCHA, S. S., BARROS, F. B. M., SOUZA, J. C., ASSIS, A. A. A. Comparison Between Economic Evaluation Tools on Dimensioning of Equipment for Mine. **20º Mining Symposium ABM Week**, São Paulo, 2019.

MARTINS, S. C.; MATA, J. F. C.; MAZZINGHY, D. B. **Planejamento de Lavra por Sequenciamento Direto de Blocos com e sem a Adição de Variáveis Geometalúrgicas.** IBRAM: 10º CBMina. Disponível em: <https://ibram.org.br/10-cbmina-trabalhos-tecnicos-autores/>. Acesso em: 01/02/2022. Abril, 2021.

MATTA, J. F. C.; NADER, A. S.; MAZZINGHY, D. B. Inclusion of the geometallurgical variable specific energy in the mine planning using direct block scheduling. sequenciamento direto de blocos. <http://dx.doi.org/10.4322/2176-1523.20222677>. **Tecnol. Metal. Mater. Min.**, vol.19, e2677, 2022.

MCKEE, D. J. **Understanding Mine to Mill.** In: The Cooperative Research Centre for Optimising Resource Extraction (CRC ORE), Australia, 2013.

MCTI. Ministério da Ciência, Tecnologia, Inovações e Comunicações. **Modelagem Setorial de Opções de Baixo Carbono para o Setor de Mineração e Pelotização.** ONU Meio Ambiente. Brasília, 2017.

METSO. **Manual de Britagem e Peneiramento.** 6ª Edição. 2005.

MININGMATH. **MiningMath's Knowledge Base.** Disponível em: <https://knowledge.miningmath.com/>. Acessado em 05/02/2022. 2022.

MORALES, N. **Mine planning based on optimization models.** [Power point slides]. 2015. Santiago, Chile.

MORALES, N.; SEGUEL, S.; CÁCERES, A.; JÉLVEZ, E.; ALARCÓN, M. Incorporation of Geometallurgical Attributes and Geological Uncertainty into Long-Term Open-Pit Mine Planning. **Minerals** **2019**, 9, 108; doi:10.3390/min9020108. 2019.

MORALES, N. V.; JÉLVEZ, E.; NANCEL-PENARD, P.; ALMEIDA, A. M.; GUIMARÃES, O. A Comparison of Conventional and Direct Block Scheduling Methods for Open Pit Mine Production Scheduling. **Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry**, p.p. 1040-1051. 2015.

MWANGA, Abdul-Rahaman. **Development of a Geometallurgical Testing Framework for ore Grinding and Liberation Properties.** 2016. 158p. Tese de Doutorado. Luleå University of Technology, Luleå, 2016.

NADER, A. S. **Monitoramento de taludes via radar SSR como indicador chave de desempenho geotécnico integrado às atividades primárias da cadeia de valor mineral.** Tese de Doutorado. Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. 2013.

NADER, B.; TOMI, G.; PASSOS, A. O. Indicadores-chave de Desempenho e a Gestão Integrada da Mineração. **Revista da Escola de Minas - REM**, Ouro Preto, out. dez. 2012.

NAPIER-MUNN, T.J.; MORRELL S.; MORRISON R.D.; KOJOVIC, T. **Mineral Comminution Circuits – Their Operation and Optimization.** JKMRRC Monograph Series in Mining and Mineral Processing 2. 1996,

OTA, R. R. M.; MARTINEZ, L. A. **SimSched Direct Block Scheduler: A new practical algorithm for the open pit mine production scheduling problem.** Conference APCOM

2017, Volume 38. Golden, CO USA. 2017.

PARIAN, M. A. Doctoral Thesis: **Development of a geometallurgical framework for iron ore - A mineralogical approach to particle-based modeling**. Luleå University of Technology, Luleå, Sweden. 2017.

PINTO, B. H. T. **A Dinâmica do Mercado Global de Minério de Ferro e a Importância da Logística na Cadeia de Valor da VALE**. Monografia de Bacharelado. Universidade Federal do Rio de Janeiro. 2013.

PINTO, C.; DUTRA, J. G. **Introdução ao Planejamento e Operação de Lavra (A Céu Aberto e Subterrânea)**. Universidade Corporativa Chemtech. Belo Horizonte – MG. 51 f. 2008.

PONIEWIERSKI, J. **Block Model Knowledge for Mining Engineers – an Introduction**. Project: Knowledge transfer in block modelling. Disponível em: <https://www.deswik.com/pt-br/news/block-model-knowledge-for-mining-engineers/>.

Acessado em 10/02/2022. 2019.

POTVIN, Y. **Strategic versus Tactical Approaches in Mining**. In: Australian Centre for Geomechanics – International Seminar, Perth, Australia, 2006.

PWC. **Mine 2020: Resilient and Resourceful**. Disponível em: <https://www.pwc.com/gx/en/energy-utilities-mining/publications/pdf/pwc-mine-2020.pdf>. Acessado em 15/01/2021.

RAMAZAN, S. The new Fundamental Tree Algorithm for production scheduling of open pit mines. **European Journal of Operational Research**, [s. l.], v. 177, n. 2, p. 1153–1166, 2006.

RAMAZAN, S.; DIMITRAKOPOULOS, R. Production scheduling with uncertain supply: a new solution to the open pit mining problem. *Optimization and Engineering*,

v. 13, p. 1-20, 2012.

REVUELTA, B.; JIMENO, C. **Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras**. Madrid: Entorno Grafico, 705 p. 1997.

RODRIGUES, R. S.; BONFIOLI, L. E.; MAPA, P. S.; PINTO, L. A. **Desenvolvimento de um Modelo Matemático para Determinação do Requerimento de Energia de Moagem da Reserva de Minério de Ferro da SAMARCO Mineração S.A.** 44º Seminário de Redução de Minério de Ferro e Matérias-primas. Belo Horizonte, 2014.

SCHNEIDER, C. Geometalurgia, mineração de precisão e sustentabilidade. **Revista Mineração e Sustentabilidade**, p 46-47. 2014.

SGS MINERALS SERVICES. **Geometallurgy**. T3 SGS 354. Disponível em <https://dokumen.tips/documents/sgs-minerals-services-t3-sgs-354-09-2013-sgs-minerals-services-t3-sgs.html>. Acessado em 05/03/2021. 2013.

SHISHVAN, M. S.; SATTARVAND, J. Long term production planning of open pit mines by ant colony optimization. **European Journal of Operational Research**. Vol. 240, Issue 3, p.p. 825-836. 2015.

SILVA, N. C. S. **Metodologia de Planejamento Estratégico de Lavra Incorporando Riscos e Incertezas para a Obtenção de Resultados Operacionais**. Universidade de São Paulo. São Paulo. 2008.

SOUZA, F. R. **Sequenciamento Direto de Blocos: Impactos, Limitações e Benefícios Para Aderência ao Planejamento de Lavra**. Dissertação de Mestrado. Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, 2016.

SOUZA, F. R.; CÂMARA, T. R.; TORRES, V. F. N.; NADER, B.; GALÉRY, R. Optimum mine production rate based on price uncertainty. **REM – International**

Engineering Journal, v. 72, n. 4, On-line version, 2019.

SOUZA, F. R.; BURGARELLI, H. R.; NADER, A. S.; ORTIZ, C. E. A.; CHAVES, L. S.; CARVALHO, L. A.; TORRES, V. F. N. Direct block scheduling technology: Analysis of Avidity. **REM International Engineering Journal**, Ouro Preto, 71(1), 97-104, jan. mar. 2018.

TAYLOR, H. K. **Mine valuation and feasibility studies**. In: Mineral Industry Costs: Northwest Mining Association, p. 1-17. Spokane, WA, 1977.

THORLEY, U. **Open Pit Mine Planning: Analysis and System Modeling of Conventional and Oil Sands Applications**. Ph.D.'s Degree. Kingston, Ontario, Canada: Queen's University, 2012.

VIEIRA, M.; COSTA, J.F.C.L, **Geometallurgical modelling to help in predicting zinc metallurgical recovery**. In: 24TH WORLD MINING CONGRESS, Rio de Janeiro, Brasil, 2016.

WEINTRAUB, Andres; PEREIRA, Marianela; SCHULTZ, Ximena. A Priori and A Posteriori Aggregation Procedures to Reduce Model Size in MIP Mine Planning Models. **Electronic Notes in Discrete Mathematics**, [s. l.], v. 30, n. C, p. 297–302, 2008.

WHEATON. **Salobo Copper-Gold Mine Carajás, Pará State, Brazil. Technical Report – Salobo III Expansion**. Vancouver, BC Canada, 2019.

WHITTLE, D.; WHITTLE, J.; WHARTON, C.; HALL, G. **Strategic Mine Planning**. 8th Edition. Gemcom Software International Inc., 2005.

WILLIAMS, S.; RICHARDSON, J. **Geometallurgical Mapping: A new approach that reduces technical risk**. SGS Mineral Services: Technical Paper, p. 1-13. Janeiro 2004.

WILLS, B.; NAPIER-MUNN, T. **Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral**, 7 ed. 2006.

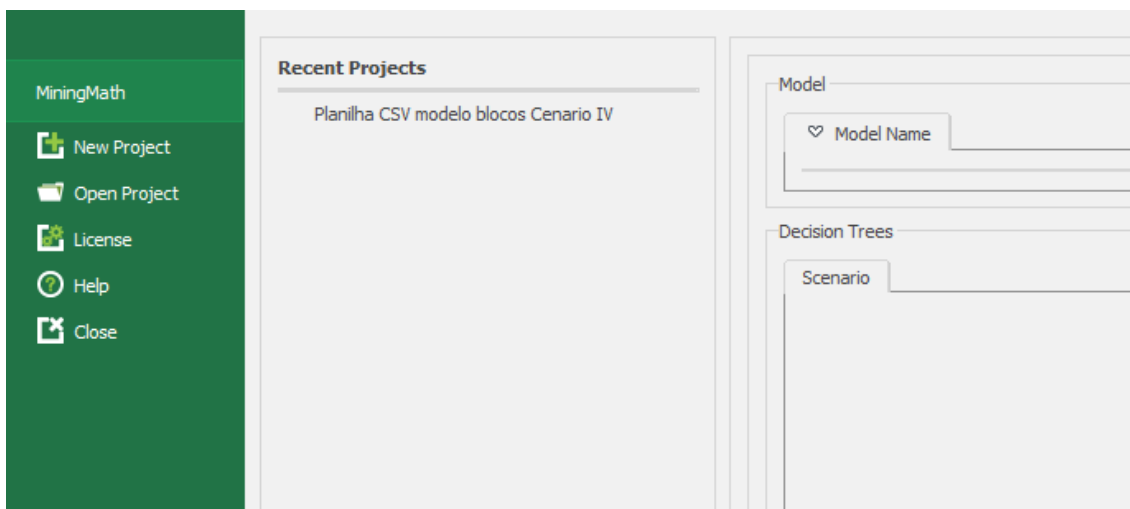
WRIGHT, E.A. Open Pit Mine Design Models. **Trans Tech Publications**, Federal

Republic of Germany. Clausthal-Zellerfeld. 1990.

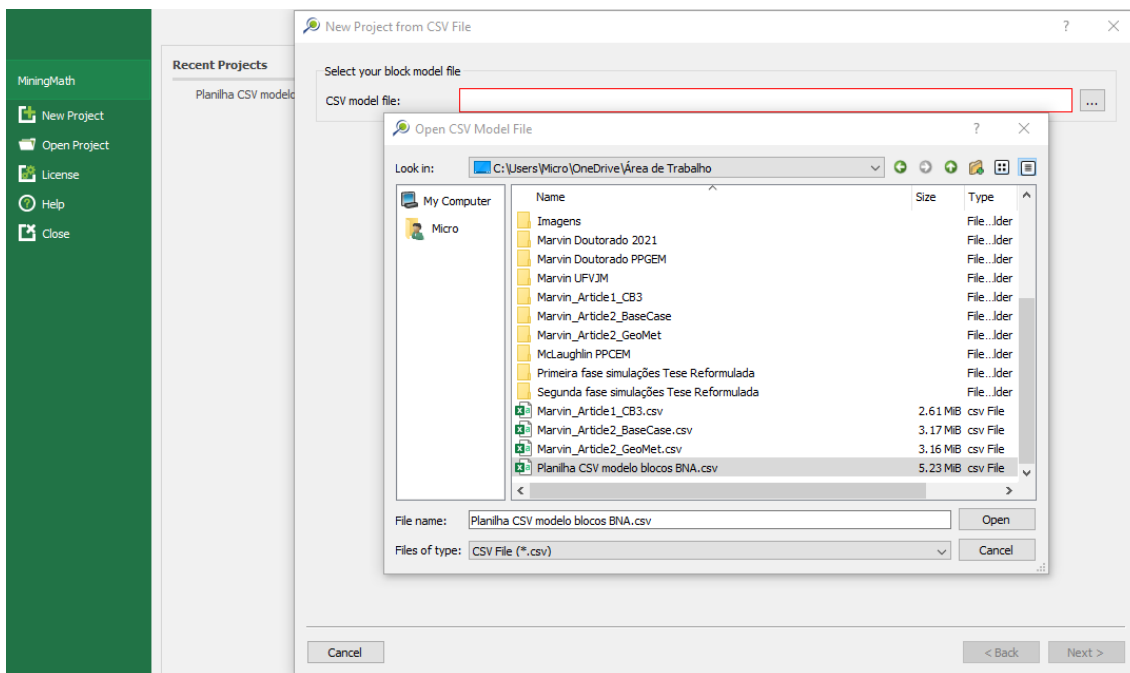
WYLLIE, D. C. **Rock slope engineering: Civil and Mining**. 5th edition. 568 p.p. CRC Press, 2017.

ANEXO – Tutorial passo-a-passo do desenvolvimento de cenários no MiningMath

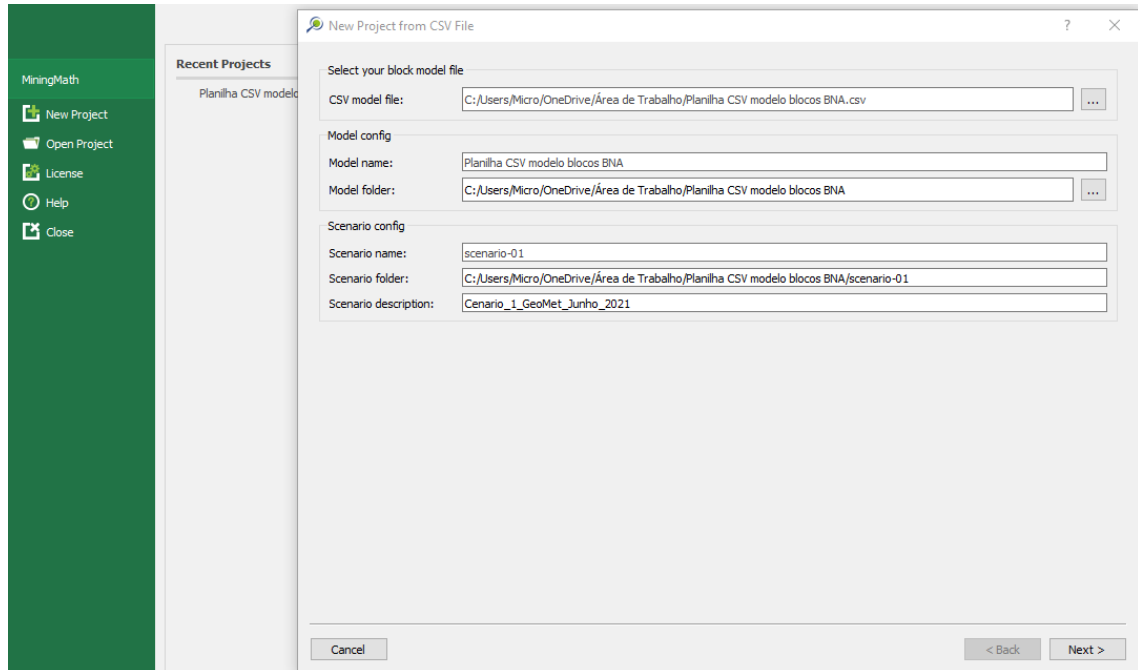
Passo 1 – Abrir o programa MiningMath.



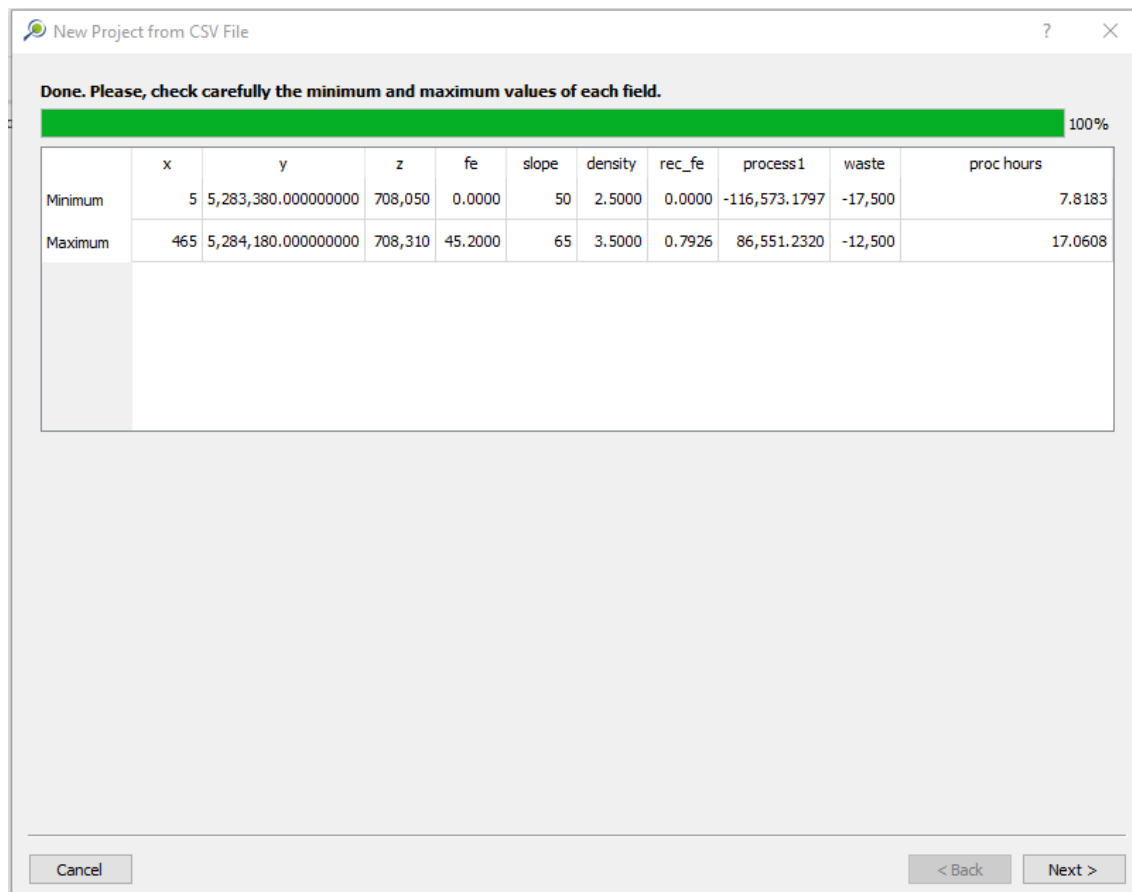
Passo 2 – Clicar na janela *New Project* e selecionar a Planilha CSV contendo o modelo de blocos.



Passo 3 – Identificar o nome do cenário no campo *Scenario description* e clicar na guia Next.



Passo 4 – Checar os valores mínimos e máximos de cada campo da Planilha CSV e clicar na guia *Next*.



The screenshot shows a window titled "New Project from CSV File" with a progress bar at 100%. Below the progress bar is a table with the following data:

	x	y	z	fe	slope	density	rec_fe	process1	waste	proc hours
Minimum	5	5,283,380.000000000	708,050	0.0000	50	2.5000	0.0000	-116,573.1797	-17,500	7.8183
Maximum	465	5,284,180.000000000	708,310	45.2000	65	3.5000	0.7926	86,551.2320	-12,500	17.0608

At the bottom of the window, there are three buttons: "Cancel", "< Back", and "Next >".

Passo 5 – A versão MiningMath v2.2.14 identifica, automaticamente, o sistema de georreferenciamento do modelo de blocos (coordenadas ou índices), sua origem, as dimensões dos blocos (DX, DY e DZ) e o número de blocos em cada direção (X, Y e Z). Após conferir estes dados, clicar na guia *Next*.

New Project from CSV File

Block model geo-reference system

Coordinates Indexes

Origin in the coordinates system (m)

OX 0

OY 5,283,375

OZ 708,045

Block Dimensions (m)

DX 10

DY 10

DZ 10

Number of blocks

X 47

Y 81

Z 27

Cancel < Back Next >

Passo 6 – Associar o tipo de campo para cada variável do modelo de blocos: *Coordinate* (X, Y e Z), *Economic Value* (*Process1* e *Waste*), *Recovery* (*Rec_FE*), *Slope* (*Slope*), *Density* (*Density*), *Average* (*FE*) e *Sum* (*Proc Hours*). Em seguida, clicar na guia *Next*.

New Project from CSV File

Define headers

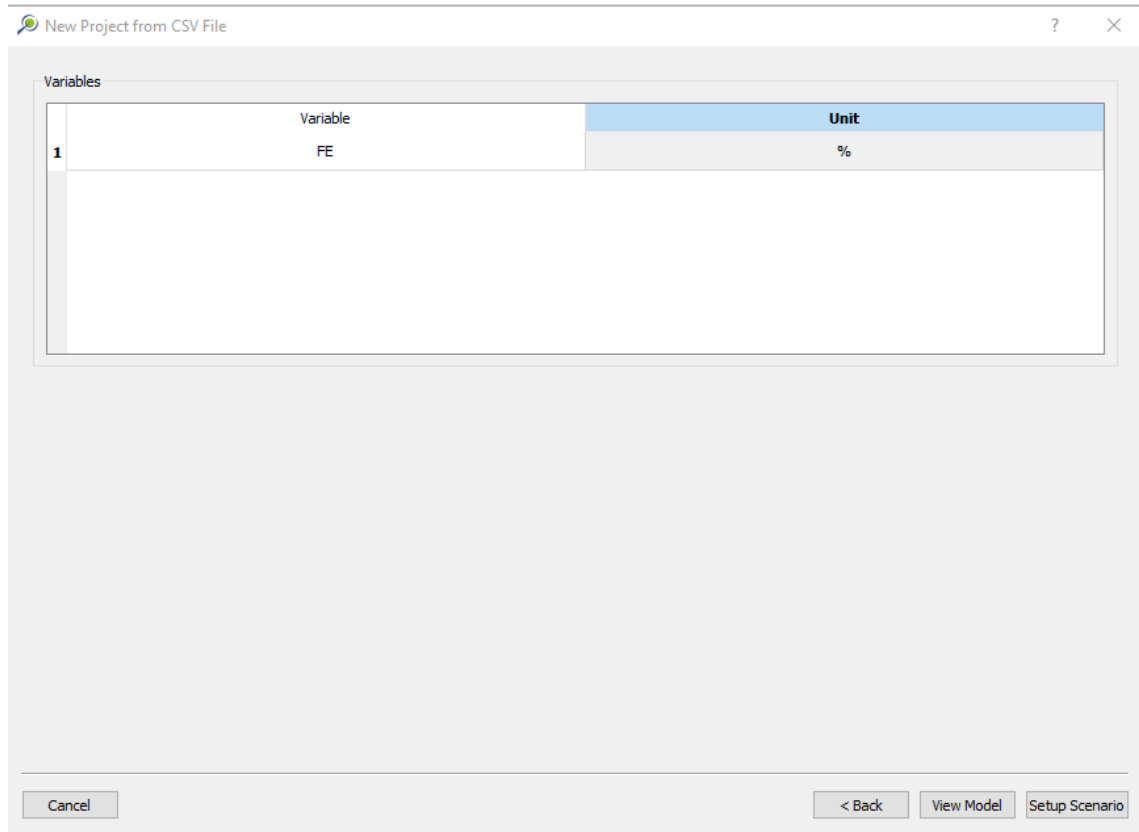
Field type for X

Coord X |
 Coord Y |
 Coord Z |
 Economic Value |
 Recovery |
 Density |
 Slope |
 Average |
 Sum |
 Other |
 Skip

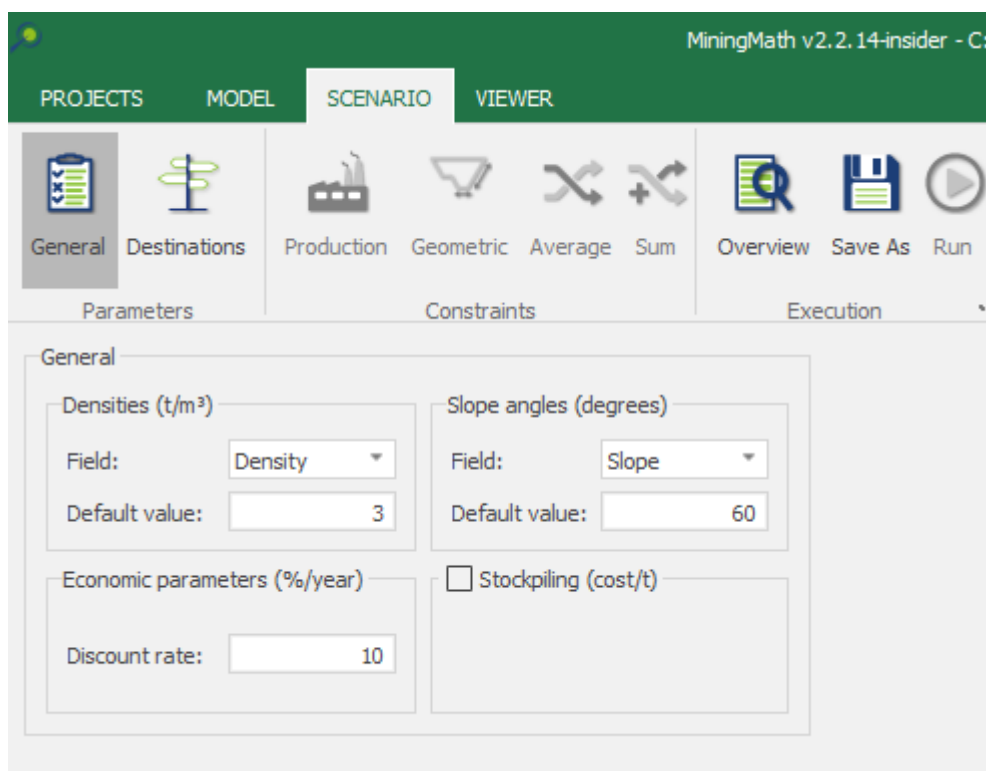
Coordinate X X	Coordinate Y Y	Coordinate Z Z	Coordinate X FE	Slope Slope	
435	5284170	708280	0	50	2.5
435	5284170	708290	0	50	2.5
435	5284180	708280	0	50	2.5
435	5284180	708290	0	50	2.5
445	5284170	708280	0	50	2.5
445	5284170	708290	0	50	2.5
445	5284180	708280	0	50	2.5
445	5284180	708290	0	50	2.5
455	5284170	708280	0	50	2.5
455	5284170	708290	0	50	2.5
455	5284180	708280	0	50	2.5
455	5284180	708290	0	50	2.5

Cancel < Back Next >

Passo 7 – Selecionar a unidade (%) para a variável FE. Em seguida, clicar na guia *Setup Scenario*.



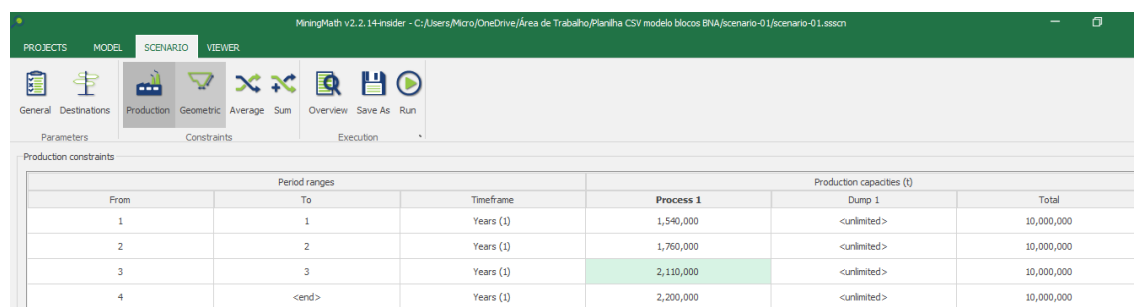
Passo 8 – Clicar na janela *General* e digitar: para *Default value* (valores usuais) de *Densities* (t/m^3), 3; para *Default value* (valores usuais) de *Slope angles* (*degrees*), 60; e para *Discount rate* (taxa de desconto em %), 10.



Passo 9 – Clicar na janela *Destinations* e adicionar os seguintes valores econômicos (*Economic value* (\$)): para o *Process1* (*process*), *Process1*; para o *Dump1*, *Waste*.

	Name	Type	Recovery		Economic value (\$)
			FE	Rec_FE	
1	Process 1	process			Process 1
2	Dump 1	dump	0.00		Waste

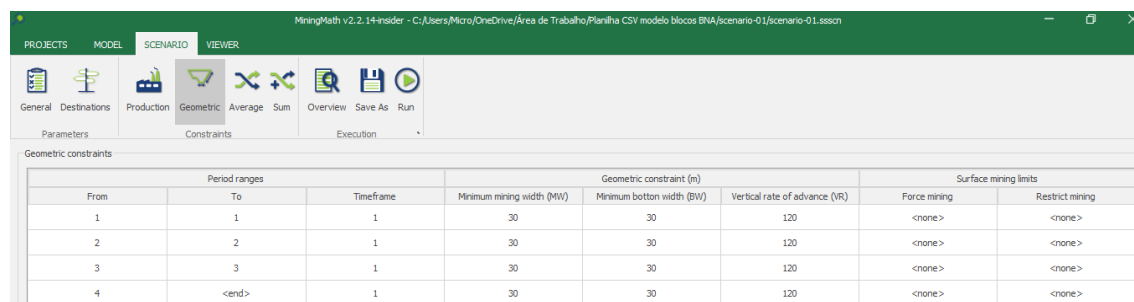
Passo 10 – Clicar na janela *Production*, seleccionar o *Timeframe (Years)* e as capacidades de produção (t): Ano 1 a 1 (*Process1* = 1.540.000 e *Total* = 10.000.000); Ano 2 a 2 (*Process1* = 1.760.000 e *Total* = 10.000.000); Ano 3 a 3 (*Process1* = 2.110.000 e *Total* = 10.000.000); Ano 4 até o final (*Process1* = 2.200.000 e *Total* = 10.000.000).



The screenshot shows the 'Production constraints' window in MiningMath. The table below represents the data shown in the interface.

Period ranges			Production capacities (t)		
From	To	Timeframe	Process 1	Dump 1	Total
1	1	Years (1)	1,540,000	<unlimited>	10,000,000
2	2	Years (1)	1,760,000	<unlimited>	10,000,000
3	3	Years (1)	2,110,000	<unlimited>	10,000,000
4	<end>	Years (1)	2,200,000	<unlimited>	10,000,000

Passo 11 – Clicar na janela *Geometric* e digitar as restrições geométricas (m): *Minimum mining width* = 30; *Minimum botton width* = 30; *Vertical rate of advance* = 120.



The screenshot shows the 'Geometric constraints' window in MiningMath. The table below represents the data shown in the interface.

Period ranges			Geometric constraint (m)			Surface mining limits	
From	To	Timeframe	Minimum mining width (MW)	Minimum botton width (BW)	Vertical rate of advance (VR)	Force mining	Restrict mining
1	1	1	30	30	120	<none>	<none>
2	2	1	30	30	120	<none>	<none>
3	3	1	30	30	120	<none>	<none>
4	<end>	1	30	30	120	<none>	<none>

Passo 12 – Clicar na janela *Average* e digitar os valores de intervalo de FE: *Minimum* (mínimo) = 30 e *Maximum* (máximo) = 40.

The screenshot shows the 'Average constraints' window for 'Process 1'. The 'Average FE' column is highlighted in green, indicating the selected constraint type. The table below shows the configuration for four period ranges.

From	Period ranges		Timeframe	Average FE	
	To			Minimum	Maximum
1	1		1	30	40
2	2		1	30	40
3	3		1	30	40
4	<end>		1	30	40

Passo 13 – Clicar na janela *Sum* e digitar o valor máximo de horas de processamento da usina: *Maximum* = 7.884.

The screenshot shows the 'Sum constraints' window for 'Process 1'. The 'Proc Hours' column is highlighted in green, indicating the selected constraint type. The table below shows the configuration for four period ranges.

From	Period ranges		Timeframe	Proc Hours	
	To			Minimum	Maximum
1	1		1	<none>	7,884
2	2		1	<none>	7,884
3	3		1	<none>	7,884
4	<end>		1	<none>	7,884

Passo 14 – Clicar na janela *Overview* e conferir se todos as restrições estão corretas.

The screenshot shows the 'Overview' tab in the MiningMath software. The 'Destinations' table is as follows:

Name	Type	Recovery		Economic value (\$)
		FE	Rec_FE	
Process 1	process			Process 1
Dump 1	dump	0.00		Waste

The 'Constraints by period ranges' table is as follows:

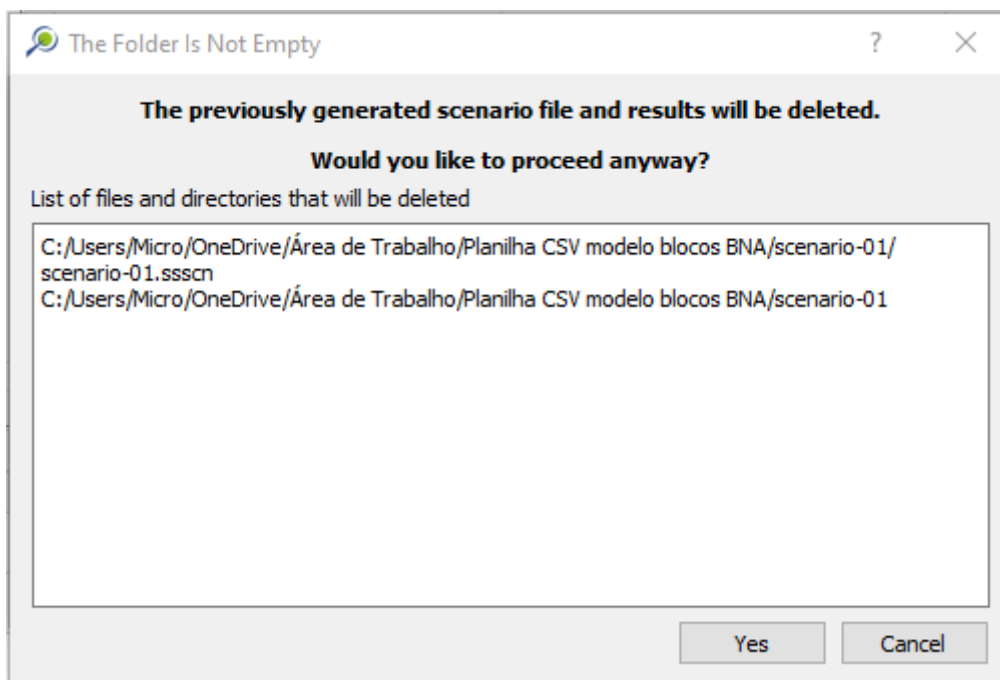
	Period ranges			Timeframe	Production capacities			Geometric constraint (m)			Surface mining limits		Process 1 - Average FE	
	From	To			Process 1	Dump 1	Total	MW	BW	YR	Force mining	Restrict mining	Minimum	Maximum
1	1	1	Years (1)	1,540,000	<unlimited>	10,000,000	30	30	120	<none>	<none>	30	40	
2	2	2	Years (1)	1,760,000	<unlimited>	10,000,000	30	30	120	<none>	<none>	30	40	
3	3	3	Years (1)	2,110,000	<unlimited>	10,000,000	30	30	120	<none>	<none>	30	40	
4	4	<end>	Years (1)	2,200,000	<unlimited>	10,000,000	30	30	120	<none>	<none>	30	40	

Passo 15 – Clicar na janela *Save as*, conferir a descrição do cenário e clicar em OK.

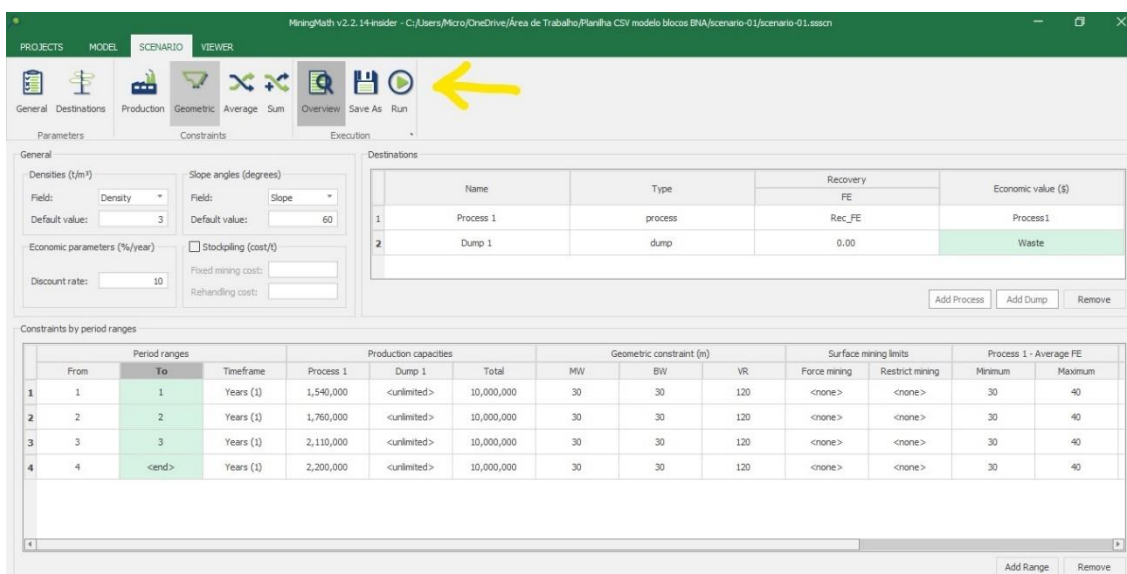
The 'Scenario Config' dialog box shows the following configuration:

- Decision tree: Decision tree
- Scenario name: scenario-01
- Description: Cenario_1_GeoMet_Junho_2021

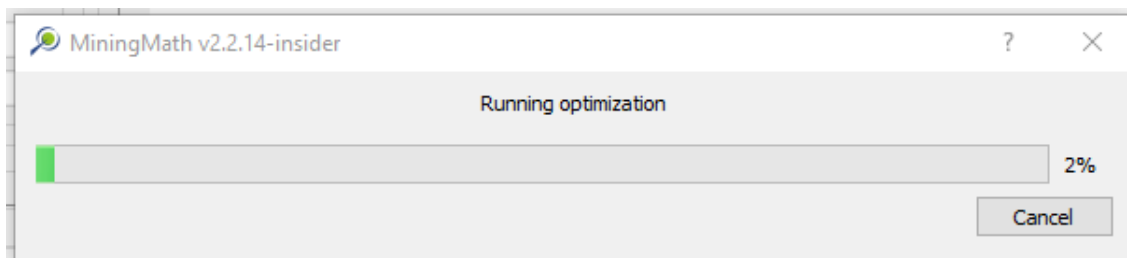
Passo 16 – O programa informa que os arquivos e resultados gerados anteriormente (caso tal cenário já tenha sido gerado) serão deletados, e pergunta se o usuário deseja proceder desta forma. Clicar na guia *Yes*.



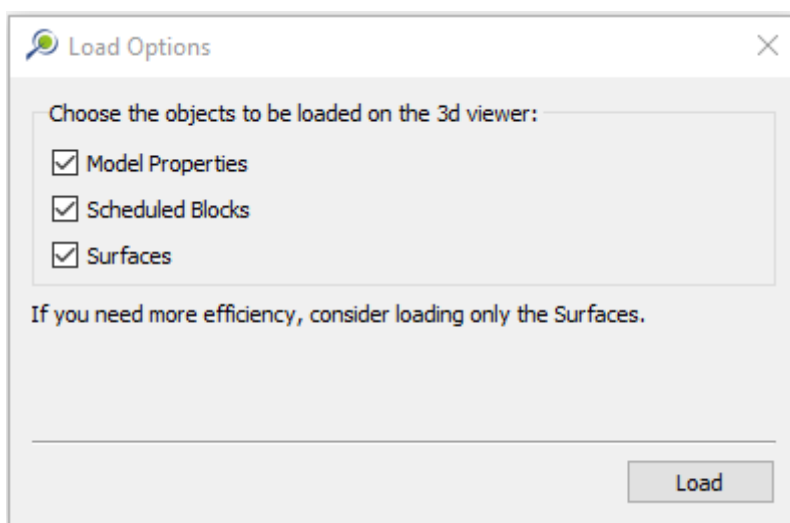
Passo 17 – Uma vez salvos os dados, clicar na janela *Run* (sinalizada através da seta em amarelo) e executar a simulação.



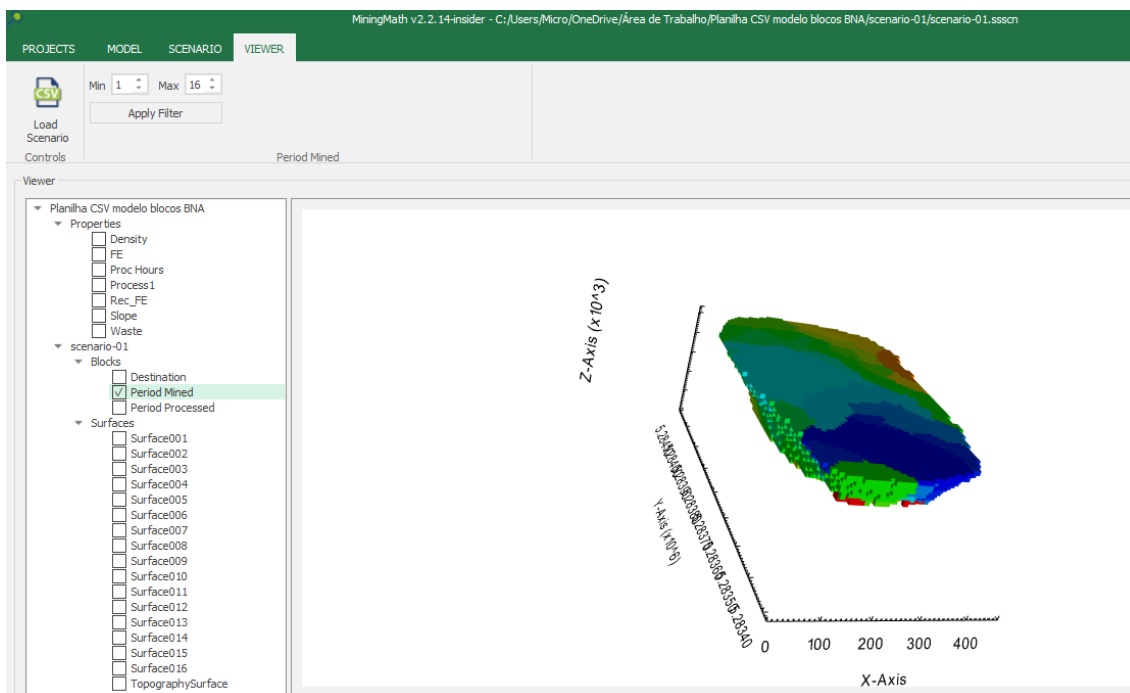
Passo 18 – Acompanhar a execução do programa através da barra de progresso. A execução será finalizada quando a barra indicar 100 %.



Passo 19 – Marcar as três opções de seleção de objetos a serem carregados na visualização das cavas em 3D: *Model Properties* (propriedades do modelo), *Scheduled Blocks* (blocos sequenciados) e *Surfaces* (superfícies). Clicar na guia *Load*.



Passo 20 – Visualizar as cavas, selecionando-as por *Destination* (destino), *Period Mined* (período de extração) e *Period Processed* (período de processamento). Ao selecionar a cava de cada período, clicar também na *Surface* (superfície) respectiva deste período.



Passo 21 – Analisar os gráficos de evolução dos resultados da simulação ano a ano.

