



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



O EFEITO DA VARIÁVEL HORAS-CAMINHÃO NO SEQUENCIAMENTO ESTRATÉGICO TRADICIONAL EM UM PROJETO DE MINA

JAIR AFONSO ALVES NETO

Ouro Preto, MG
2023

JAIR AFONSO ALVES NETO

**O EFEITO DA VARIÁVEL HORAS-CAMINHÃO NO SEQUENCIAMENTO
ESTRATÉGICO TRADICIONAL EM UM PROJETO DE MINA**

O trabalho de conclusão de curso tem como estudo avaliar a influência da variável horas-caminhão no sequenciamento estratégico tradicional em um projeto de mina de minério de ferro.

Orientador: Prof. Dr. Felipe Ribeiro Souza.

Ouro Preto, MG

2023

SISBIN - SISTEMA DE BIBLIOTECAS E INFORMAÇÃO

A474e Alves Neto, Jair Afonso.

O efeito da variável horas-caminhão no sequenciamento estratégico tradicional em um projeto de mina. [manuscrito] / Jair Afonso Alves Neto. - 2023.

83 f.: il.: color., gráf., tab.. (Série: 0518550)

Orientador: Prof. Dr. Felipe Ribeiro Souza.

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

1. Minas e mineração - Planejamento - Sequenciamento estratégico. 2. Minas e recursos minerais - Carregamento e transporte. 3. Caminhões. 4. Investimentos - Valor Presente Líquido (VPL). I. Souza, Felipe Ribeiro. II. Universidade Federal de Ouro Preto. III. Título.

CDU 622.68

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



FOLHA DE APROVAÇÃO

Jair Afonso Alves Neto

O EFEITO DA VARIÁVEL HORAS-CAMINHÃO NO SEQUENCIAMENTO ESTRATÉGICO TRADICIONAL EM UM PROJETO DE MINA

Monografia apresentada ao Curso de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto como requisito parcial para obtenção do título de Bacharel em Engenharia de Minas

Aprovada em 14 de abril de 2023

Membros da banca

Dr- Felipe Ribeiro Souza- Orientador(a) Universidade Federal de Ouro Preto
Dr - Allan Erlikhman Medeiros Santos -Universidade Federal de Ouro Preto
Dr - Hernani Mota de Lima -Universidade Federal de Ouro Preto

Felipe Ribeiro Souza, orientador do trabalho, aprovou a versão final e autorizou seu depósito na Biblioteca Digital de Trabalhos de Conclusão de Curso da UFOP em 03/05/2023



Documento assinado eletronicamente por **Felipe Ribeiro Souza, PROFESSOR DE MAGISTERIO SUPERIOR**, em 03/05/2023, às 15:51, conforme horário oficial de Brasília, com fundamento no art. 6º, § 1º, do [Decreto nº 8.539, de 8 de outubro de 2015](#).



A autenticidade deste documento pode ser conferida no site http://sei.ufop.br/sei/controlador_externo.php?acao=documento_conferir&id_orgao_acesso_externo=0, informando o código verificador **0518550** e o código CRC **4FD725FF**.

AGREDECIMENTOS

Primeiramente, expresso minha gratidão a Deus, que em sua infinita bondade, proporciona o sopro da vida e o sustento diário. Gostaria de agradecer aos meus pais, Divino e Edna, aos meus irmãos, familiares e amigos, que me apoiaram ao longo da minha jornada. Agradeço também aos meus amigos do período 17.1, que sempre estiveram prontos para me ajudar quando mais precisava. Quero agradecer a todos os amigos que fiz durante minha trajetória na CSN Mineração e na Datamine Software. Um agradecimento especial à Datamine, que possibilitou o desenvolvimento deste estudo por meio de suas soluções. Quero agradecer ao Mauricio Gomide pelo suporte técnico e à Brenda Campos por todo o apoio técnico, profissional e emocional durante a elaboração deste trabalho de conclusão de curso. Por fim, mas não menos importante, gostaria de agradecer à Universidade Federal de Ouro Preto (UFOP), a seus professores, em especial ao Felipe Souza, e funcionários que fizeram parte da minha caminhada. Agradeço à instituição pelo ensino de qualidade e gratuito.

RESUMO

No setor de mineração, o processo de otimização de um depósito mineral envolve a realização de um sequenciamento estratégico realístico, a fim de buscar a máxima rentabilidade do negócio. O sequenciamento estratégico tradicional utiliza *targets* a serem batidos para cada período, como a movimentação máxima do material e a alimentação da planta. No entanto, a inserção de variáveis do dimensionamento de frotas pode tornar a programação das atividades mais robusta e trazer diversos benefícios. O cálculo do número de caminhões necessários para movimentação de material em determinada operação possibilita identificar a quantidade de "horas-caminhão" disponíveis. O presente estudo utilizou um modelo de blocos teórico de um depósito de ferro para gerar o fluxo de trabalho no Studio NPVS, comparando o sequenciamento tradicional e o sequenciamento com a inserção do conceito de horas-caminhão. O cenário de sequenciamento tradicional, embora tenha apresentado um maior NPV, gerou um impacto negativo no dimensionamento de frota, uma vez que as horas-caminhão obtidas apresentaram comportamento oscilatório durante a vida útil da mina, o que é operacionalmente inviável. Para os cenários em que há uma maior interação do usuário através da manipulação e controle da variável horas-caminhão, o número de caminhões requeridos comportou-se de forma mais estabilizada. Embora o sequenciamento por horas-caminhão tenha apresentado um impacto negativo ao NPV, a redução de 2,15% se mostrou pouco expressiva quando se leva em consideração os benefícios obtidos em termos de estabilização da frota e da realidade operacional do sequenciamento.

Palavras-chaves: Otimização, sequenciamento estratégico, valor presente líquido (VPL), cava ótima, dimensionamento de frotas, horas-caminhão.

ABSTRACT

In the mining industry, the process of optimizing a mineral deposit involves performing realistic strategic sequencing in order to seek maximum profitability for the business. Traditional strategic sequencing uses targets to be beaten for each period, such as maximum material movement and plant feeding. However, the insertion of fleet sizing variables can make the scheduling of activities more robust and bring several benefits. Calculating the number of trucks required to move material in a given operation makes it possible to identify the amount of "truck-hours" available. This study used a theoretical block model of an iron deposit to generate the workflow in Studio NPVS, comparing the traditional sequencing and the sequencing with the insertion of the truck-hours concept. Although the traditional sequencing scenario presented a higher NPV, it generated a negative impact on fleet sizing, since the truck-hours obtained presented oscillatory behavior during the life of mine, which is operationally unfeasible. For the scenarios where there is more user interaction through manipulation and control of the variable truck-hours, the number of trucks required behaved in a more stabilized way. Although the sequencing by truck-hours has presented a negative impact to the NPV, the 2.15% reduction was not very significant when one takes into account the benefits obtained in terms of fleet stabilization and the sequencing operational reality.

Keywords: Optimization, strategic sequencing, net present value (NPV), optimal pit, fleet sizing, truck hours.

LISTA DE ILUSTRAÇÕES

Figura 1 – Representação 3D de um corpo de minério através de modelo de blocos.	16
Figura 2 – Representação esquemática de corpo de minério em seção, para exemplo de utilização do algoritmo Lerchs-Grossmann 2-D.	19
Figura 3 – Modelo de blocos econômico.	19
Figura 4 – Somas cumulativas em cada coluna.	20
Figura 5 – Determinação do valor máximo cumulativo e maximizar direção.	20
Figura 6 – Processo de valor máximo cumulativo finalizado.	21
Figura 7 – Delimitação da cava ótima.	21
Figura 8 – Cava ótima sobreposta ao modelo de blocos.	22
Figura 9 – Vista 3D (a) e em sessão (b), mostrando os diferentes <i>pushbacks</i> dentro de uma cava.	23
Figura 10 – Círculos verdes sinalizam blocos de protuberância e cavidade, que afetam o contorno da cava.	24
Figura 11 – Considerações e fatores sensíveis para dimensionamento de frota.	26
Figura 12 – Fluxo de trabalho Studio NPVS.	30
Figura 13 – Modelo Geológico discretizado pela litologia.	32
Figura 14 – Modelo de blocos com legenda do atributo SLOPE.	36
Figura 15 – Lógica da fórmula adotada para o preço no Studio NPVS.	40
Figura 16 – Configuração da aba <i>Prices</i> no Studio NPVS.	40
Figura 17 – Configuração adotada para a aba <i>Sequencing</i> , no Studio NPVS.	43
Figura 18 – Aba de controle do tamanho dos <i>pushbacks</i> .	44
Figura 19 – Parâmetros utilizados na aba <i>Mining Width Control</i> para criação dos <i>pushbacks</i> .	45
Figura 20 – Dimensões do fora-de-estrada CAT777 (07B).	46
Figura 21 – Componentes necessárias para o desenvolvimento da rota de transporte.	49
Figura 22 – Parâmetros adotados inseridos no Studio NPVS.	52
Figura 23 – Configuração das propriedades da planta de beneficiamento.	55
Figura 24 – Configuração das propriedades da pilha de estéril.	56
Figura 25 – Configuração das cotas de saída das bancadas e do fator no <i>pushback</i> 10	57

Figura 26 – Configuração dos atributos utilizados como <i>hard constraints</i> para o sequenciamento.	58
Figura 27 – Configuração das atividades e das propriedades de pesquisa.	59
Figura 28 – Janela de configuração da dependência dos <i>pushbacks</i>	60
Figura 29 – Janela de configuração da meta secundária do cenário 01.	61
Figura 30 – Definição da meta secundária <i>Truck Hours</i> e seu valor por período.	62
Figura 31 – As variáveis presentes na meta de horas-caminhão.	62
Figura 32 – Janela de configuração da meta secundária do cenário 02.	64
Figura 33 – A definição da meta secundária <i>Truck Hours</i> e seu valor por período no cenário 03.	64
Figura 34 – Representação das cavas aninhas no modelo de blocos.	69
Figura 35 – Esquema da composição dos <i>pushbacks</i> no modelo de blocos.	71
Figura 36 – Representação da operacionalização dos <i>pushbacks</i> 01, 06 e cava final com destinos.	73

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 – Informações básicas das litologias presente no modelo geológico.....	33
Tabela 2 – Legenda das litologias do modelo geológico.	33
Tabela 3 – Teor de ferro global nas litologias.	34
Tabela 4 – Recurso contabilizado no modelo.	34
Tabela 5 – Classificação das litologias no atributo TIPO_ALF.....	35
Tabela 6 – Atributos importados do modelo de blocos.	36
Tabela 7 – Premissas para o cálculo da receita, preço do minério.....	39
Tabela 8 – Premissas de teor de ideal, de corte e do concentrado para cada rota/destino.....	39
Tabela 9 – Custos de lavra e de processamento discretizados por tipo de rocha. ...	41
Tabela 10 – Ajuste por bancada.	41
Tabela 11 – Especificação técnicas dos componentes do fora-de-estrada.	46
Tabela 12 – Premissas adotadas para estimativa das horas-caminhão.	47
Tabela 13 – Premissas adotadas para o dimensionamento de frota.	47
Tabela 14 – Resultado do dimensionamento.....	48
Tabela 15 – Premissas utilizadas na operacionalização.....	48
Tabela 16 – Parâmetros adotados para configuração das informações sobre transporte de minério e estéril.	52
Tabela 17 – Parâmetros de transporte em cada destino.	53
Tabela 18 – Parâmetros para cálculo de <i>Haulage Factor</i> no destino Pilha de Estéril.	54
Tabela 19 – Massa das litologias classificadas como minério e estéril.....	66
Tabela 20 – Massa das litologias classificadas como friável, compacto e estéril.	66
Tabela 21 – Massa de minério categorizada pelos destinos.	67
Tabela 22 – Massa de minério destinado para as plantas.....	67
Tabela 23 – Movimentação de estéril categorizado por material.....	67
Tabela 24 – Resultado dos parâmetros financeiros do projeto.....	68
Tabela 25 – Resultado dos parâmetros da cava ótima.....	68

LISTA DE GRÁFICOS

Gráfico 1 – Curva teor x tonelagem da planta a seco.	38
Gráfico 2 – Curva teor x tonelagem da planta a úmido.	38
Gráfico 3 – Movimentação de minério e estéril das cavas aninhadas e seu VPL. ...	70
Gráfico 4 – Estabilização do minério nos pushbacks.	72
Gráfico 5 – Movimentação das plantas por pushback.	72
Gráfico 6 – Quantidade de horas-caminhão por ano do sequenciamento, cenário 01.	75
Gráfico 7 – Movimentação de estéril e minério por ano do sequenciamento, cenário 01.	75
Gráfico 8 – Quantidade de horas-caminhão por ano do sequenciamento, cenário 02.	77
Gráfico 9 – Movimentação de estéril e minério por ano do sequenciamento, cenário 02.	77
Gráfico 10 – Quantidade de horas-caminhão por ano do sequenciamento, cenário 03.	79
Gráfico 11 – Movimentação de estéril e minério por ano do sequenciamento, cenário 03.	79

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO.....	12
2. OBJETIVOS.....	14
2.1. Objetivos Gerais	14
2.2. Objetivos Específicos.....	14
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	15
3.1. Planejamento de Lavra	15
3.2. Modelo de Blocos	16
3.3. Modelo Econômico	17
3.4. Algoritmo de Lerchs-Grossmann	18
3.5. Pushbacks	22
3.6. Sequenciamento ou Plano de Produção.....	24
3.7. Dimensionamento de Frota.....	25
3.7.1. Dimensionamento de Caminhões	27
3.8. Studio NPVS e Fluxo de Trabalho	29
3.8.1. Análise de Transporte	30
4. METODOLOGIA	32
4.1. Informações Básicas do Modelo.....	32
4.2. Importação do Modelo Geológico	34
4.3. Premissas do Modelo Econômico.....	37
4.4. Premissas da Cava Final	42
4.5. Premissas para o Pushbacks	43
4.5.1. Dimensionamento da Frota.....	45
4.6. Operacionalização dos Pushbacks	48
4.7. Premissas do Sequenciamento	49
4.7.1. Horas-caminhão	49
4.7.2. Informações sobre Transporte	51
2.8.3. Configuração do Sequenciamento	57
5. RESULTADOS	66
5.1. Modelo Geológico.....	66
5.2. Modelo de Econômico	66
5.3. Determinação da Cava Ótima.....	68
5.4. Pushbacks e Operacionalização.....	71

5.5. Sequenciamento	73
5.5.1. Cenário 01	73
5.5.2. Cenário 02	76
2.5.3. Cenário 03	78
2.5.4. Comparativo entre os cenários	80
6. CONCLUSÃO	81
7. TRABALHOS FUTUROS	83
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	84

1. INTRODUÇÃO

Realizar a quantificação de reserva e sequenciamento estratégico realístico alinhado com as premissas operacionais é extremamente importante para buscar a máxima rentabilidade do negócio. Quanto mais preciso o modelo de longo prazo, maior é a aderência ao curto prazo.

O sequenciamento estratégico tradicional inclui a maximização do valor presente líquido através da utilização de *targets* a serem atingidas para cada período. Essas metas são definidas individualmente para cada depósito e podem considerar estratégias da empresa ou estratégias operacionais. Exemplos de metas comumente utilizadas em projetos de mineração são: movimentação máxima de material, alimentação da planta, relação estéril-minério, entre outros.

A inserção de variáveis do dimensionamento de frotas no sequenciamento é uma forma mais robusta de realizar a programação das atividades e pode trazer diversos benefícios. Após calcular o número de caminhões necessários para movimentação de material em determinada operação, conforme métodos tradicionais de dimensionamento de frota, é possível saber a quantidade de “horas-caminhão” disponíveis.

Tradicionalmente, o dimensionamento de frota é feito através de *softwares* dos fornecedores de caminhões, ou *software* como Talpac© e Arena®. Conforme Doig & Kizil (2013), esses métodos no geral consideram rotas de transporte estáticas, e, segundo Li *et al.* (2018) a deposição de estéril é tratada como um ponto único no longo prazo, sem prever sua progressão ao longo do tempo. Esses dois fatores gera uma margem de erro muito grande ao realizar uma análise de transporte e, por consequência, alterar drasticamente os custos associados ao transporte em um dado projeto. No que tange à integração do sequenciamento a uma análise mais detalhada de transporte, alguns trabalhos foram executados, a exemplo de Doig & Kizil (2013), Li *et al.* (2018), Both & Dimitrakopoulos (2020).

No trabalho de Doig & Kizil (2013), o principal objetivo era identificar o benefício de utilizar a análise de transporte em uma mina de carvão, cujo o método de lavra é por tiras. A conclusão mais significativa obtida no trabalho foi que o número insuficiente de rotas para transporte pode atrapalhar o sequenciamento, reduzindo as taxas de produção, diminuindo a utilização dos caminhões e, por consequência, a produtividade e os lucros.

Li *et al.* (2018) desenvolveram diferentes modelos usando programação linear inteira mista considerando as variáveis de horas-equipamento e distâncias de transporte no sequenciamento. Os objetivos dos modelos estudados foram maximizar a produtividade do caminhão por meio da diminuição da distância de transporte, minimizar o desvio no número de caminhões requeridos entre anos adjacentes e um terceiro modelo combinou os dois objetivos anteriores. Os resultados encontrados mostraram que a maximização da produtividade e a diminuição da distância tiveram como consequência uma alta variabilidade entre a frota requerida ano a ano. Assim, modelos que buscam equilíbrio entre os objetivos se mostraram mais atrativos e realísticos.

Both & Dimitrakopoulos (2020) propuseram uma formulação de otimização estocástica considerando incerteza geológica, assim como incerteza relacionada a performance dos equipamentos e tempo de ciclo dos caminhões. Ao reproduzir a formulação num complexo minerário de ouro, os resultados mostraram uma redução no número de caminhões, chegando a até 25% em períodos anteriormente tidos como mais críticos em termo de necessidade de frota. Verificou-se também uma redução de 3,1% dos custos operacionais num horizonte de planejamento anual, quando comparada a abordagem tradicional, em que o sequenciamento da produção é otimizado primeiro, e só depois a alocação da frota é realizada ou considerada.

Sabendo que o tempo para transportar um bloco até sua localização final pode variar conforme o momento da lavra, os benefícios da utilização de horas-caminhão no sequenciamento incluem demonstrar se a frota previamente dimensionada é suficiente para a lavra de todo o material e quais os momentos estratégicos para expansão ou redução da frota, se necessário. É possível ainda reportar de forma acurada os tempos de transporte, levando em consideração a capacidade dos destinos.

No presente trabalho, um modelo de blocos teórico de um depósito de ferro foi utilizado para geração de todo o fluxo de trabalho no Studio NPVS: geração do modelo econômico, geração das cavas aninhadas, definição da cava ótima (*ultimate pit*), geração dos *pushbacks* e o sequenciamento, utilizando a metodologia tradicional e a metodologia inserindo o conceito de horas-caminhão.

2. OBJETIVOS

2.1. OBJETIVOS GERAIS

O objetivo geral desse trabalho é validar se a metodologia tradicional com restrições relacionadas a massa e qualidade do minério apresenta prejuízos ao dimensionamento de frota. Será monitorada variável horas-caminhão para todo período sequenciado e estacionarizado.

2.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

Como objetivos específicos do trabalho, temos:

- Descrever sucintamente o fluxo de trabalho no Studio NPVS para um depósito de ferro: geração de modelo econômico, geração de cavas aninhadas, escolha de cava ótima e geração de *pushbacks*.
- Realizar o sequenciamento utilizando metodologia tradicional, a partir do conceito de período, em dias e o sequenciamento utilizando conceito de horas-caminhão.
- Comparar sequenciamento tradicional com o conceito de horas-caminhão.
- Elucidar a relação entre o *software* e o tomador de decisão em função da elaboração de um sequenciamento estratégico realístico.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1. PLANEJAMENTO DE LAVRA

O planejamento de lavra é o processo de criação de um plano abrangente de extração de minerais, garantindo que a operação seja executada de maneira eficiente, segura, minimizando os impactos ambientais e da maneira mais rentável. Segundo Hartman & Mutmanský (2002), esse é um processo que envolve a definição dos métodos de extração, equipamentos a serem utilizados dentre outros fatores técnicos, além de considerar aspectos econômicos. Dentre atividades comuns no planejamento de lavra podemos citar *design* de mina, sequenciamento da produção, estimativa de custo e análise de risco.

O planejamento de lavra também inclui a estimativa dos recursos minerais disponíveis e, segundo Rossi & Deutsch (2014), essa estimativa é realizada com base em estudos geológicos e técnicas estatísticas. As técnicas geológicas comumente utilizadas para estimativa são modelamento geológico e a geostatística, realizadas a partir de informações obtidas na prospecção. A integração dessas informações e estudos permite obter uma informação acurada e confiável a respeito do tamanho, teores e distribuições de um depósito mineral, informações imprescindíveis para definição do método de extração e, posteriormente para o *design* e sequenciamento.

De posse das informações geométricas de um corpo, além de seus teores médios e destruição espacial é possível definir o método de extração. Existem vários métodos de lavra, cada um com suas próprias vantagens e desvantagens, e o método de lavra escolhido depende das características do depósito mineral, sua localização geográfica, as condições ambientais e econômicas. Darling (2011) adiciona que, além dos fatores já citados anteriormente, a taxa de produção e recuperação desejadas, além da disponibilidade de recursos e equipamentos, são fatores cruciais na escolher da metodologia mais adequada para cada situação.

O método de lavra a céu aberto é utilizado quando o depósito mineral está próximo à superfície e é de grande porte. É, geralmente, uma alternativa barata e rápida quando comparada a outros método. Contudo, pode causar danos ambientais significativos. Para depósitos a grandes profundidades, em geral os métodos de lavra subterrânea são utilizados. Geralmente eles são mais caro e mais demorados do que os métodos a céu aberto, em contrapartida causam menos impacto ambiental.

3.2. MODELO DE BLOCOS

De acordo com Hustrulid, Kuchta & Martin (2013), um modelo de blocos é a representação tridimensional de um corpo mineral através de uma grande quantidade de blocos, que podem ter dimensões uniformes ou não. A cada bloco será atribuído dados de interesse, como densidade, teor ou litologia, com base em técnicas geológicas e geostatística. A Figura 1 traz a visualização de um corpo de minério como um conjunto de blocos.

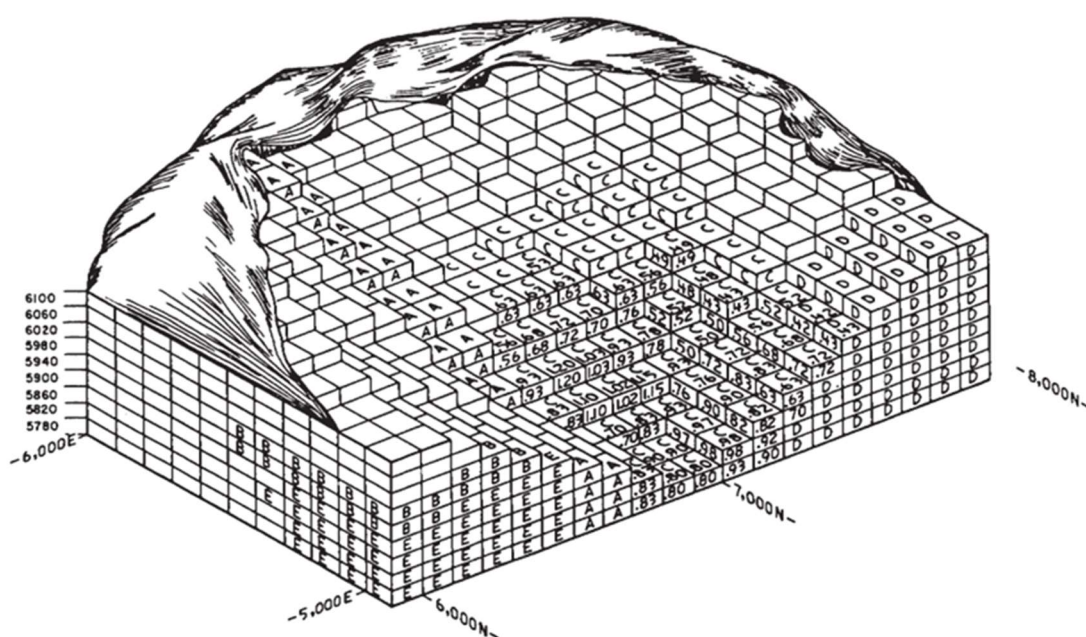


Figura 1 – Representação 3D de um corpo de minério através de modelo de blocos.

Crawford & Davey, 1979 apud HUSTRULID; KUCHTA & MARTIN (2013).

Existem uma série de técnicas tradicionais para estimativa de recursos dentro de um modelo de blocos: métodos de poligonais, métodos ponderados pelo inverso da distância; e outros mais robustos, como a krigagem, que usa conceitos geostatísticos e simulação condicional. Além disso, os avanços na capacidade computacional para processamento de dados e de imagens tem permitido o desenvolvimento e melhoria nessas técnicas para avaliação de recursos, como o *machine learning* e inteligência artificial. (DUMAKOR-DUPEY & ARYA, 2021).

Pode-se dizer, portanto, que o uso de modelo de blocos atrelado ao uso coerente de técnicas de estimativa permite uma melhor compreensão da geologia do depósito e acuracidade nos valores reportados de recursos e reservas (Rossi &

Deutsch, 2014). O uso de diferentes técnicas e diferentes sensibilidades de modelos podem permitir a execução de diferentes cenários e *trade-off*, o que é essencial para a tomada de decisões no planejamento da mina (HUSTRULID; KUCHTA & MARTIN, 2013).

3.3. MODELO ECONÔMICO

A construção de um modelo econômico consiste em calcular, para cada bloco de um modelo de blocos qual o valor econômico ele assume considerando o valor do metal, receita, e os custos associados (WHITTLE, 1989).

Conforme Candido (2012), dá-se o nome de função benefício à diferença entre as receitas e os custos em um dado bloco. A receita está relacionada ao conteúdo metálico do bloco, a recuperação a ser obtida após o beneficiamento e o preço de venda do produto. Dentre os custos podemos citar: custos de lavra, custos de transporte, custo de processamento, além de custos relacionados à venda do produto, como custo de frete e transporte.

O custo de processamento normalmente é uma função de alguma característica física ou química do material majoritário do bloco: teor, tenacidade ou outra propriedade. Diferentes teores ou diferentes composições mineralógicas podem exigir rotas de concentração diferentes e, portanto, custos de processamento diferentes.

O custo de lavra a ser aplicado a cada um dos blocos é uma função da localização espacial desse bloco. Conforme mencionado por Askari-Nasab & Awuah-Offei (2009), essa localização espacial diz respeito à profundidade do bloco, assim como sua distância relativa à superfície e ao destino, seja a planta de beneficiamento ou pilha de estéril.

Uma correta formulação da função benefício é importante para definir os contornos ideais de uma cava, ou seja, a quantidade de material que é viável extrair com maior lucro. Durante a seleção de uma cava ideal, a definição de um material como minério simplesmente pelo fato de sua função benefício ser positiva, ou seja, ter a receita maior do que o custo, pode gerar um cenário muito otimista. Candido (2012) salienta, portanto, a importância de considerar a variável tempo ao definir se um material será classificado como minério ou estéril e assim definir a cava final ótima.

3.4. ALGORITMO DE LERCHS-GROSSMANN

Após a classificação econômica dos blocos de um modelo, é possível delimitar uma cava final que determine a quantidade de minério a ser extraída economicamente. Segundo Wittle *et al.* (2005), a definição da cava final ótima é o primeiro passo do planejamento de lavra, e a partir dela, é possível definir quais blocos serão extraídos maximizando o VPL do projeto e respeitando restrições operacionais estabelecidas.

O algoritmo de Lerchs-Grossmann (LERCHS & GROSSMANN, 1965) tem sido amplamente utilizado na indústria de mineração, sendo considerado como uma das principais ferramentas para a otimização de cavas. Essa complexa formulação matemática para definição da cava ótima é baseada na teoria dos grafos. Outro algoritmo bastante difundido para esse propósito é o dos cones flutuantes, que não é um verdadeiro otimizador, mas sim um processo heurístico, não garantindo resultado ótimo (Curi, 2014).

O primeiro algoritmo proposto por Lerchs-Grossmann consistia na determinação de configuração ótima de cava em uma seção vertical da mina, ou seja, se tratava de um algoritmo 2D. Para entendimento da formulação, é utilizado o exemplo originalmente apresentado por Lerchs & Grossmann (1965) e replicado por Hustrulid, Kuchta & Martin (2013).

A

Figura 2 apresenta uma representação esquemática da seção vertical de um corpo mineral. Atribuiu-se para cada bloco de minério o valor de \$12, e \$4 para os de estéril. Para definição do *grid* (dimensão dos blocos), considerou-se, no trabalho original, uma bancada de 40 pés e um ângulo de face de 35.5°, gerando a configuração apresentada na Figura 3.

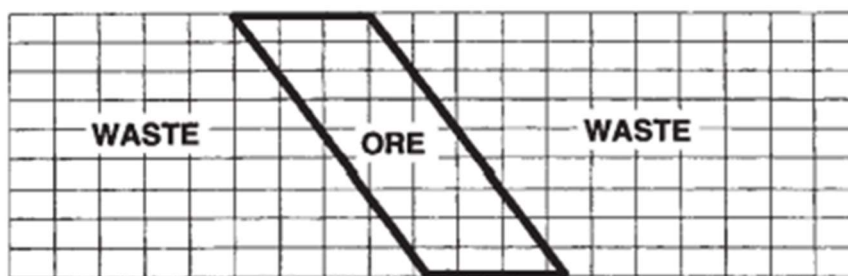


Figura 2 – Representação esquemática de corpo de minério em seção, para exemplo de utilização do algoritmo Lerchs-Grossmann 2-D.
HUSTRULID; KUCHTA & MARTIN (2013).



Figura 3 – Modelo de blocos econômico.
HUSTRULID; KUCHTA & MARTIN (2013).

O primeiro passo do procedimento consiste em calcular os lucros cumulativos com base no modelo econômico para cada coluna de blocos, começando do topo e indo em direção à base. Trata-se cada coluna de blocos como independentes umas das outras. Vale mencionar que para os blocos de fronteira, que possuem tanto minério quanto estéril, os valores econômicos foram ponderados, de forma a obter um valor único. Além disso, adiciona-se uma linha de zeros no topo. A Figura 4 mostra a configuração final após a execução das etapas descritas.

	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1	-4	-4	-4	-4	-4	8	12	12	0	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
2	-8	-8	-8	-8	-8	8	24	24	8	-8	-8	-8	-8	-8	-8	-8	-8	-8	
3	-12		-12	-12	-12	4	32	36	20	8	-12	-12	-12	-12	-12	-12	-12		
4				-16	-16	0	32	48	32	0	-16	-16	-16	-16	-16	-16			
5					-20	-4	28	56	44	12	16	-20	-20	-20	-20				
6						-8	24	56	56	24	-8	-24	-24	-24					
7							20	52	64	36	4	24	-28						
8							16	48	64	48	16	-16	-32						
9									60	56	28	-4	32						

Figura 4 – Somas cumulativas em cada coluna.

HUSTRULID; KUCHTA & MARTIN (2013).

O próximo passo consiste em fazer uma soma que se move lateralmente, partindo da esquerda para a direita. O primeiro bloco da extrema esquerda será analisado em conjunto com três blocos: um diretamente acima e à esquerda, um à esquerda e outro abaixo e à esquerda. Desses três blocos analisados, o que obtiver a maior soma com o bloco original em análise será selecionado. Assim, uma seta é desenhada do bloco original ao bloco selecionado. Essa soma substitui o valor original do bloco, e é usada para os próximos cálculos.

No exemplo da Figura 5 têm-se que o bloco de posição (1,1) será analisado em conjunto com os três blocos à sua esquerda (a). Dentre os blocos em análise, a maior soma obtida é com o bloco de posição (0,0) (b). Assim, o bloco original analisado passa a assumir o valor $-4 + 0$, e uma seta é desenhada em direção ao bloco de maior soma (c). A Figura 6 apresenta a configuração final após o procedimento descrito.

	0	1
0	0	
1	-4	-4
2	-8	

a)

	0	1
0	0	
1	-4	-4
2	-8	

b)

	0	1
0	0	
1	-4	-4
2	-8	

c)

	0	1
0	0	0
1	-4	-4+0
2	-8	-8

Figura 5 – Determinação do valor máximo cumulativo e maximizar direção.

Adaptado de HUSTRULID; KUCHTA & MARTIN (2013).

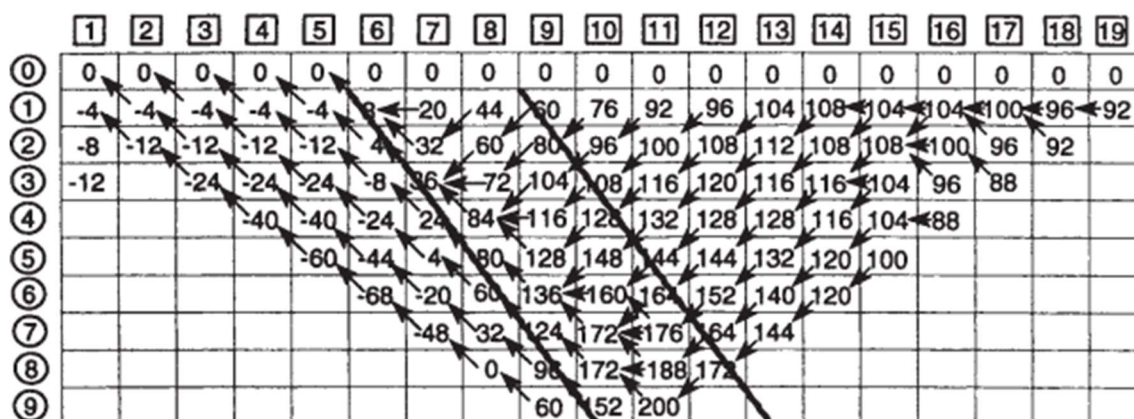


Figura 6 – Processo de valor máximo cumulativo finalizado.

HUSTRULID; KUČHTA & MARTIN (2013).

Por fim, a determinação do limite de cava ótima é dada a partir do bloco de maior valor na primeira linha. Após encontrado esse bloco, seguem-se as setas desenhadas para traçar o limite. No exemplo retratado, o maior valor é 108 e a delimitação da cava ótima é apresentada na Figura 7. Ao realizar o somatório do valor econômico de todos os blocos originais dentro da cava ótima delimitada obtém-se o mesmo valor de 108 obtido ao realizar o procedimento de valor máximo cumulativo, conforme mostra a Figura 7.

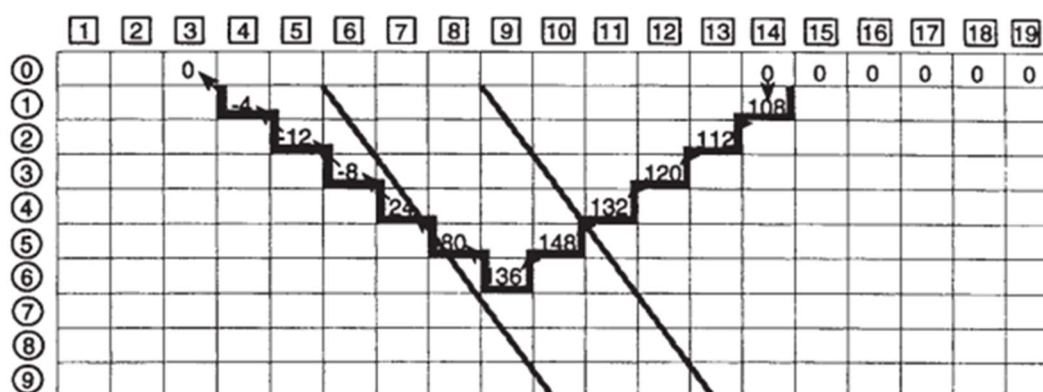


Figura 7 – Delimitação da cava ótima.

HUSTRULID; KUČHTA & MARTIN (2013).

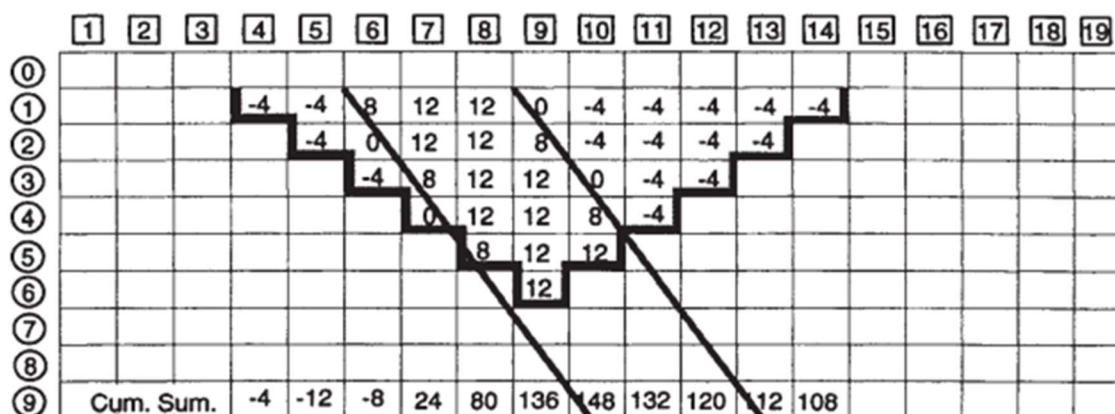


Figura 8 – Cava ótima sobreposta ao modelo de blocos.

HUSTRULID; KUCHTA & MARTIN (2013).

Visto que o método proposto não satisfaz a tridimensionalidade, Lerchs-Grossmann desenvolveram outro algoritmo para obter uma otimização verdadeira. O problema foi modelado em termos gráficos e é dito que a solução ótima é encontrar o máximo fechamento a partir do modelo gráfico sugerido.

A metodologia usada por Lerchs & Grossman (1965) e implementada por vários *softwares* do mercado, como Whittle e Studio NPVS, para a construção da cava final se baseia na produção de uma série de cavas aninhadas (*nested pits*). Essas cavas são obtidas, geralmente, a partir da variação do preço da *commodity*. Para preços menores, cavas menores focando em áreas de maior teor são criadas. À medida que o preço aumenta, o limite da cava é expandido até seu valor máximo (MEAGHER; DIMITRAKOPOULOS & AVIS, 2013; HUSTRULID; KUCHTA & MARTIN, 2013).

3.5. PUSHBACKS

Após a geração da cava ótima, é necessário definir a sequência de extração do material, ou seja, como a superfície do *pit* irá se desenvolver ao longo do tempo. De forma a guiar esse sequenciamento e gerar o melhor VPL, grupos de blocos espacialmente conectado são criados, atendendo aos requisitos práticos de lavra (DAGDELEN, 2001; BAI *et al.*, 2018).

Os *pushbacks*, que também podem ser chamados de fases ou estágios, são na mais do que cavas menores, dentro da cava final, que vão sendo lavradas até que a geometria final seja alcançada, conforme ilustra a

Figura 9. Essas cavas precisam ser grandes o suficiente para que os equipamentos operantes possam realizar a lavra banco a banco, mas não tão grandes

que acarretem diminuição do *NPV* ou menor flexibilidade no sequenciamento (STUDIO NPVS, 2023). Em geral, os *pushbacks* são dimensionados para serem lavrados num período contínuo variando de um a cinco anos, e o material deve ser capaz de atender as especificidades da planta de beneficiamento durante esse tempo. Algumas vezes, diversos *pushbacks* podem ser lavrados ao mesmo tempo para atender as premissas do sequenciamento (BAI *et al.*, 2018).

É esperado que durante a geração das fases alguns parâmetros geométricos e propriedades sejam atendidas. Primeiramente, além de estar espacialmente conectados, é desejado que a localização dos blocos de cada *pushback* não deixe “blocos remanescentes” que não consigam ser lavrados nas próximas fases (STUDIO NPVS, 2023).

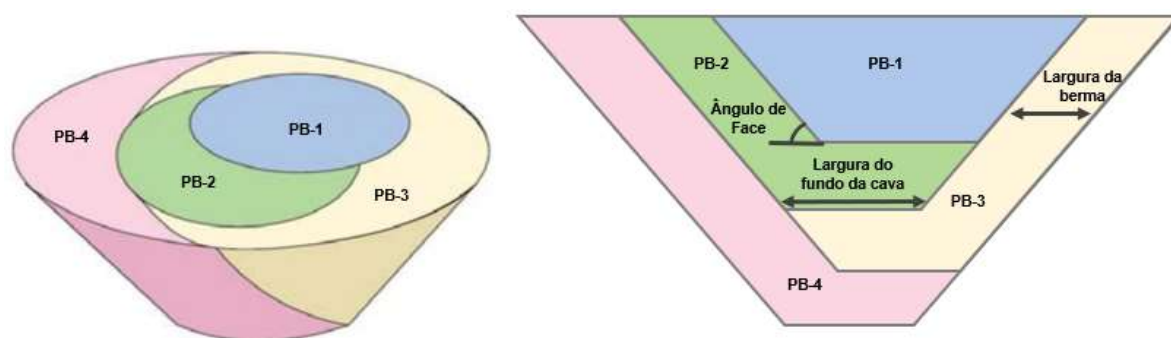


Figura 9 – Vista 3D (a) e em sessão (b), mostrando os diferentes *pushbacks* dentro de uma cava.

Adaptado de Bai *et al.* (2018).

Outros aspectos geométricos importantes são a largura mínima de banco (que também representa a distância entre *pushbacks* adjacentes), suavização do limite de cava e continuidade entre *pushbacks*. Com relação à largura mínima (fundo da cava), Hustrulid, Kuchta & Martin (2013) sugere valores na ordem de 60 a 100 metros para cavas grandes, e entre 30 e 60 metros para cavas menores, o que busca garantir a produtividade dos equipamentos de lavra. A suavização diz respeito ao aspecto do contorno da cava. A existência de protuberâncias ou cavidades, conforme apresentado na Figura 10, pode tornar impraticável operacionalmente a lavra do material, e, portanto, isso deve ser evitado. Por fim, a continuidade entre os *pushbacks* é requerida para garantir acessos contínuos, evitando a relocação de equipamentos ou gastos a mais com o desenvolvimento de rampas (BAI *et al.*, 2018).

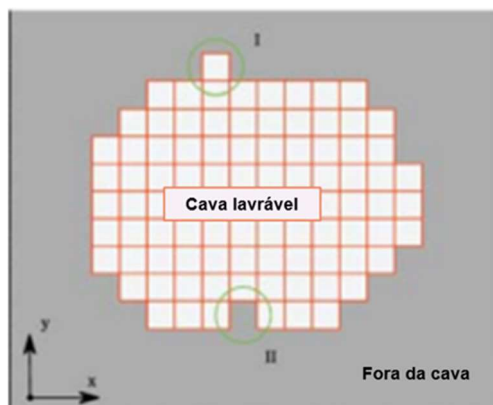


Figura 10 – Círculos verdes sinalizam blocos de protuberância e cavidade, que afetam o contorno da cava.

Adpatado de Bai *et al.* (2018).

3.6. SEQUENCIAMENTO OU PLANO DE PRODUÇÃO

Após a definição da cava ótima e geração dos *pushbacks*, acontece o processo de sequenciamento, ou também chamado de plano de produção. Esse processo consiste em definir a ordem de extração dos blocos ao longo de vários horizontes de tempo, visando maximizar o *NPV*. Embora os *pushbacks* gerados possam servir como guia para o sequenciamento, outras restrições operacionais podem ser requeridas, como por exemplo: características específicas do material para alimentar a planta de beneficiamento/*blending*; capacidade de processamento de minério; capacidade de lavra (RAMAZAN & DIMITRAKOPOULOS, 2004; KUMRAL, 2012).

Diversos modelos matemáticos são utilizados para otimização do plano de produção. Dentre eles, podemos citar Programação Linear (LP), Programação Inteira Mista (MIP), Programação Dinâmica (DP), Relaxação Lagrangiana Clássica (CLR). O método LP é um dos mais antigos e com a abordagem mais simples. Porém, com o aumento do número de variáveis o tempo de solução aumenta exponencialmente. A resolução de problemas de grande escala usando MIP requer uma grande quantidade de esforço computacional e pode resultar em tempo computacional relativamente alto. Em termos de qualidade de solução e tempo computacional mais rápido, o método CLR é considerado o método mais realista e eficiente entre os métodos convencionais para problemas de grande escala (MOOSAVI *et al.*, 2014)

Para que um bom sequenciamento seja realizado, o planejador deve considerar uma série de fatores em suas análises. Além de restrições operacionais e características específicas do material, é comum que uma boa exposição de minério

ao final de cada período seja requerida. A análise de distâncias de transporte, definição da sequência de deposição de estéril e estudo drenagem são alguns outros exemplos de parâmetros extremamente importantes na definição de um plano de produção realístico. Por último, considerar todos os aspectos legais e ambientais relacionados à operação também é fundamental para que a operação da mina seja bem-sucedida (HUSTRULID; KUCHTA & MARTIN, 2013).

3.7. DIMENSIONAMENTO DE FROTA

O dimensionamento de frota consiste em definir o tipo, tamanho e número de equipamentos necessários para satisfazer as taxas de produção de uma dada mina. Essas taxas geralmente são determinadas pela análise de reservas, mercados da *commodities* ou estratégia de produção corporativa. Uma vez selecionado, o tamanho do equipamento influencia o custo de lavra (*mining cost*), o que eventualmente afeta a localização e as dimensões da cava otimizada. A

Figura 11 esquematiza os fatores que devem ser levados em consideração durante o dimensionamento de frota, e os aspectos direta e indiretamente impactados pela seleção de equipamento (BOZORGEBRAHIMI, 2003).

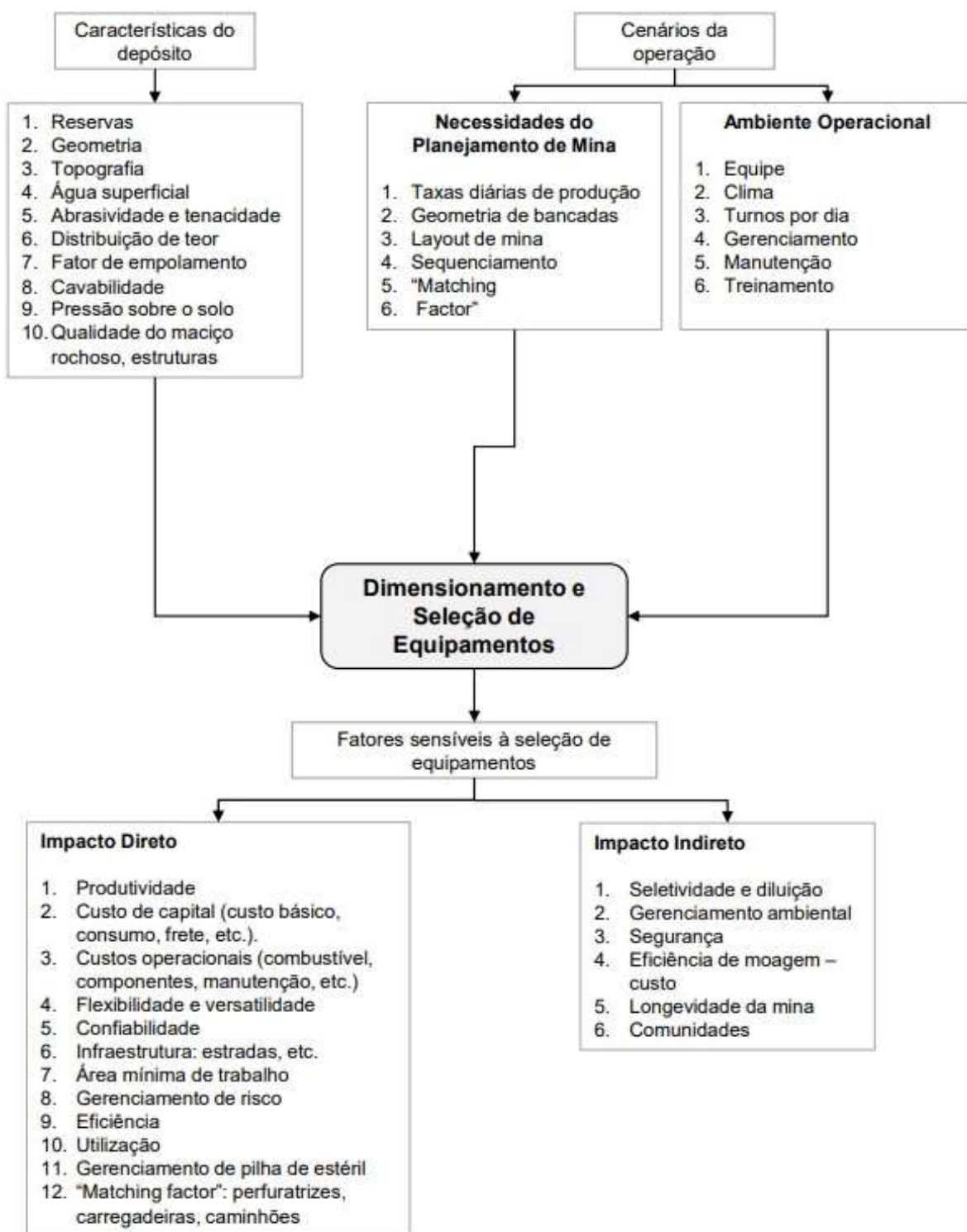


Figura 11 – Considerações e fatores sensíveis para dimensionamento de frota.

Adaptado de Bozorgebrahim *et al.* (2003).

3.7.1. Dimensionamento de Caminhões

Após a seleção do porte do equipamento e modelo, realiza o processo de calcular o número de equipamentos necessários. Considerando uma operação que utiliza caminhões como modal de transporte, para o dimensionamento apropriado é necessário conhecer: a capacidade de carga útil nominal do caminhão, fator de enchimento, tempos de ciclo, distância de transporte, velocidades médias, regime de trabalho da operação e índices operacionais - disponibilidade física e utilização do equipamento (JESUS, 2013).

A capacidade de carga real de um caminhão (Cr) pode ser calculada como um produto da capacidade volumétrica da concha da escavadeira pelo número de passes, ou seja, quantas conchas são despejadas dentro da caçamba do caminhão. Porém, para realizar um dimensionamento de caminhões sem previamente dimensionar escavadeiras, pode-se utilizar o produto do fator de enchimento da caçamba do caminhão (Fe) pela capacidade útil nominal do caminhão (Cn) conforme Eq. (1).

$$Cr = Fe \times Cn \quad (1)$$

Para calcular a produtividade de um caminhão, ou seja, quanto ele consegue transportar de material, normalmente em t/h, é preciso conhecer os tempos de ciclo da mina – tanto os tempos fixos quanto as variáveis. Dentre os tempos fixos, têm-se tempo de carregamento, tempo de manobra, tempo de basculamento e tempos “mortos” ou em filas. A depender da eficácia do processo, os tempos em fila podem ser quase inexistentes ou apresentar valores irrisórios (JESUS, 2013). A Eq. (2) expressa o cálculo dos tempos fixos.

$$t \text{ ciclo fixo (h)} = t \text{ carregamento} + t \text{ manobra} + t \text{ basculo} + t \text{ filas} \quad (2)$$

Já para o cálculo do tempo variáveis é necessário considerar tanto a velocidade média do caminhão quanto a distância de transporte. Diferentes velocidades podem ser aplicadas para perfil de distância horizontal, subindo ou descendo, e se o caminhão estiver vazio ou cheio. Para qualquer variação, o tempo de ciclo será a razão da distância percorrida, em quilômetros, pela velocidade praticada no trecho, em km/h, conforme Eq. (3).

$$t \text{ ciclo variável (h)} = \frac{\text{distância percorrida (km)}}{\text{velocidade } \left(\frac{\text{km}}{\text{h}}\right)} \quad (3)$$

A produtividade de um caminhão em horas será a capacidade de carga desse caminhão dividido pelo tempo de ciclo, conforme Eq. (4) e (5).

$$t \text{ ciclo total (h)} = t \text{ fixos (h)} + t \text{ ciclo variável (h)} \quad (4)$$

$$\text{Produtividade } \left(\frac{t}{h}\right) = \frac{Cr}{t \text{ ciclo total (h)}} \quad (5)$$

Sabendo a produtividade do equipamento e a produção anual requerida, é possível calcular quantas horas operacionais são necessárias para a movimentação de material requerida, conforme apresenta a Eq. (6).

$$\text{Horas Operacionais Requeridas} = \frac{\text{produção anual requerida (t)}}{\text{produtividade } \left(\frac{t}{h}\right)} \quad (6)$$

Para calcular quantas horas por ano cada equipamento é capaz de trabalhar, é preciso considerar o regime de operação da mina - quantos dias por semana e quantas horas por dia. Além disso, índices operacionais como disponibilidade física (DF) e utilização (UF). A porcentagem de disponibilidade física desconsidera períodos em que o equipamento está em manutenção preventiva ou corretiva, de acordo com históricos. A utilização penaliza os períodos que, embora disponível, o equipamento não está sendo utilizado como em trocas de turno, paradas de refeições, impeditivos operacionais, como falta de frente ou condições climáticas (JESUS, 2013). A Eq. (7) expressa o cálculo de horas trabalhadas por ano de um equipamento.

$$\frac{\text{Horas Trabalhadas}}{\text{Ano}} = \frac{\text{dias}}{\text{ano}} * \frac{h}{\text{dia}} * DF (\%) * UF(\%) \quad (7)$$

Por fim, a quantidade de equipamentos requerida, nada mais é do que a razão do número de horas requeridas pela quantidade de horas trabalhadas ao ano por um equipamento, como retratado na Eq. (8).

$$\text{Nº equipamentos} = \frac{\text{horas operacionais requeridas}}{\text{horas trabalhadas por equipamentos}} \quad (8)$$

3.8. STUDIO NPVS E FLUXO DE TRABALHO

O Studio NPVS é uma solução da Datamine Softwares que tem por objetivo principal o planejamento estratégico de uma mina. Além disso, possui ferramentas do tipo CAD que facilita a manipulação e organização dos dados recebidos.

O objetivo do *software* é determinar quais blocos serão lavrados, e qual a sequência de extração que deriva o maior VPL teórico. Isso é chamado de *Optimal Extraction Sequence (OES)* e o Studio NPVS permite que o usuário use o OES para criar um plano de lavra viável, adicionando sucessivamente os efeitos das restrições de mina para produzir projetos de minas práticos.

A Figura 12 representa o fluxo de trabalho do Studio NPVS, que pode ser dividido nas cinco etapas descritas abaixo:

1. **Modelo Geológico:** importação de modelo de blocos e atributos de interesse como teores do metal, teor de contaminantes, litologia, setores geotécnicos etc.
2. **Modelo Econômico:** consiste em definir parâmetros de custo e preço para a operação e, em seguida, calcular um valor intrínseco por método de beneficiamento de cada bloco do modelo de bloco geológico em função de seus atributos geometalúrgicos.
3. **Cava Aninhada:** criar uma série de cavas aninhadas (também referidas com *LG Phases*), a partir do algoritmo de Lerchs-Grossmann (LG), que representam um conjunto de cavas finais para a variação dos parâmetros econômicos. Há também a geração de *OES* para cada uma das cavas aninhadas.
4. **Pushbacks Praticáveis:** usar a *OES* e as *LG Phases* para determinar *pushbacks* praticáveis e uma ordem ótima de extração (uma sequência refinada que leva em conta aspectos práticos).
5. **Sequenciamento Otimizado:** programar a lavra dos *pushbacks* de forma a atender às metas de produção e restrições de lavra. A cada bloco é atribuído um número, que representa o período em que esse está sendo lavrado no sequenciamento resultante.



Figura 12 – Fluxo de trabalho Studio NPVS.

Adaptado de Studio NPVS (2023).

3.8.1. Análise de Transporte

A análise de transporte fornecida no *Studio NPVS* é projetada para atender às exigências do estudo de vida útil da mina, proporcionando uma análise justa do transporte, e oferecendo uma vantagem muito significativa da avaliação rápida de diferentes estratégias de lavra.

É importante mencionar que a análise será tão precisa quanto o conhecimento dos detalhes. É comum que detalhes dos percursos, dentro e fora da cava, sofram mudanças ao longo da vida útil da mina, assim como os preços e custos informados. Portanto, é essencial manter-se atento a essas mudanças, em virtude da influência nos resultados do sequenciamento e, conseqüentemente, nas horas-caminhões.

O *software* aplica a otimização de uma etapa para o plano de transporte, que combina as funções do sequenciamento tradicional e a análise de transporte, sem a necessidade de iteração. O resultado do sequenciamento em horas-caminhão permite ao usuário a validação do dimensionamento prévio realizado e uma análise do momento ideal para expansão da frota ou a redução do número máximo de equipamentos dimensionados, enquanto ainda atende a todos os outros objetivos tradicionais do sequenciamento (Studio NPVS, 2023).

4. METODOLOGIA

4.1. INFORMAÇÕES BÁSICAS DO MODELO

O modelo geológico utilizado é acadêmico e tem como produto o minério de ferro. A Figura 13 apresenta o modelo geológico cortado pela topografia local, bem como as litologias presentes.

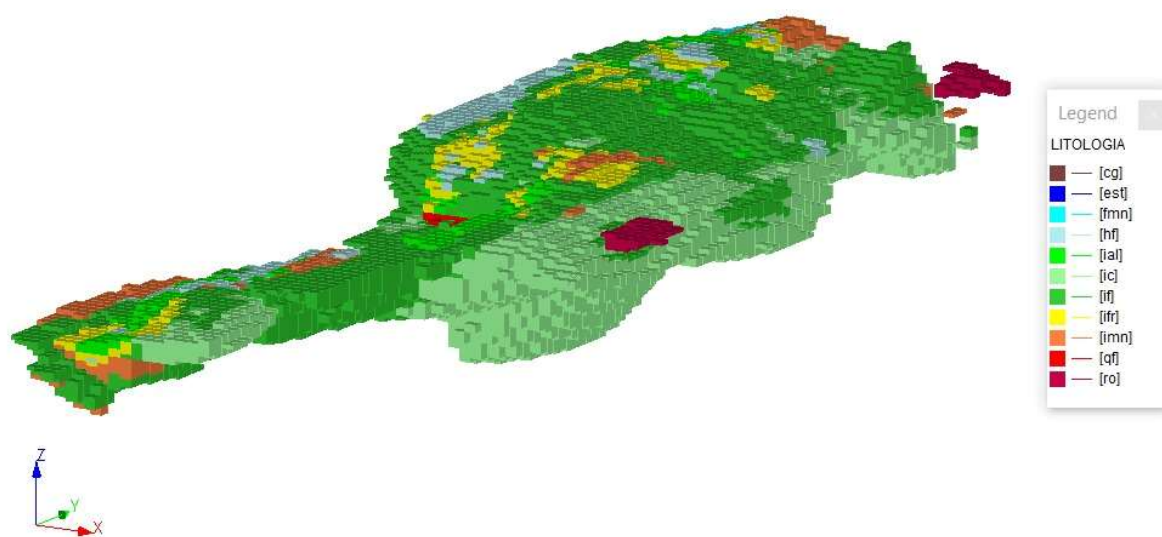


Figura 13 – Modelo Geológico discretizado pela litologia.

Fonte: Studio NPVS (2023).

O modelo possui onze tipos de rochas e a Tabela 1 apresenta as informações básicas referentes a cada uma das litologias. O campo referente à essa informação recebe o nome de LITO.

Tabela 1 – Informações básicas das litologias presente no modelo geológico.

Litologias	Massa (t)	Densidade	FeGL (%)
CG	65,959,842	3.06	53.90
EST	4,457,296,674	2.00	0.30
FMN	3,365,766	3.02	39.19
HF	18,541,783	3.22	60.76
IAL	14,166,334	2.98	52.37
IC	527,826,791	3.04	37.77
IF	463,959,256	2.84	40.17
IFR	21,815,854	3.10	55.15
IMN	48,344,482	2.94	45.76
QF	8,517,453	2.64	25.58
RO	2,742,365	2.87	49.14
Total	5,632,536,600	2.15	8.74

Elaborado pelo autor (2023).

A Tabela 2 traz o nome de cada uma das litologias descritas no modelo através de um código/abreviação.

Tabela 2 – Legenda das litologias do modelo geológico.

Legenda	
CG	Canga
EST	Estéril
FMN	Ferro Manganês
HF	Hematita Friável
IAL	Itabirito Aluminoso
IC	Itabirito Compacto
IF	Itabirito Friável
IFR	Itabirito Friável Rico
IMN	Itabirito Manganífero
QF	Quartzito Ferruginoso
RO	Rolado

Elaborado pelo autor (2023).

O teor médio de ferro no modelo é de 40.8%, desconsiderando litologia carimbada como estéril, conforme ilustrado pela Tabela 3. A densidade dos blocos varia entre 2.00 g/cm³ e 3.64 g/cm³, com o valor médio de 2.15 g/cm³.

Tabela 3 – Teor de ferro global nas litologias.

Litologias	FeGL (%)	Mínimo FeGL (%)	Máximo FeGL (%)
CG	53.9	22.9	62.9
FMN	39.2	28.5	52.5
HF	60.8	41.8	65.9
IAL	52.4	28.7	61.9
IC	37.8	16.6	58.2
IF	40.2	18.5	56.6
IFR	55.1	36.7	62.0
IMN	45.8	18.0	60.8
QF	25.6	10.2	38.5
RO	49.1	28.8	58.4
Total	40.8	10.2	65.9

Elaborado pelo autor (2023).

O modelo tem como coordenadas de origem (X; Y; Z) = (618,122.50; 7,866,670.00; 872.50) e dimensões dos blocos de 30m x 30m x 10m. Além disso, possui um total de 62 blocos na direção X, 113 blocos na direção Y e 56 blocos na direção Z, totalizando 392,336 blocos.

Na Tabela 4, é possível verificar o inventário do modelo de blocos inteiro, conforme categoria de recurso: medido, indicado ou inferido. Para cada categoria, há a informação de densidade e teor de ferro global médio.

Tabela 4 – Recurso contabilizado no modelo.

Recurso	Massa (t)	Densidade	FeGL (%)
Indicado	401,586,246	2.97	41.45
Inferido	308,234,197	2.95	37.79
Medido	463,815,667	2.94	42.16
-	4,458,900,490	2.00	0.31
Total	5,632,536,600	2.15	8.74

Elaborado pelo autor (2023).

4.2. IMPORTAÇÃO DO MODELO GEOLÓGICO

O fluxo de trabalho se inicia com a importação do modelo geológico. Para isso, deve-se informar ao *software* três atributos básicos do modelo:

- **Rock type:** campo de litologia, para distinção de minério e estéril;
- **Density:** densidade dos blocos;

- **Product:** elemento ou atributo que será classificado como produto para análise econômica.

Com o objetivo de simplificar o trabalho, as litologias presentes foram reclassificadas em três grupos: compacto, friável ou estéril. Os blocos de recurso inferido de todas as litologias foram tratados como estéril, uma vez que apresentam menor confiabilidade nos seus teores. O atributo criado foi nomeado como TIPO_ALF e foi utilizado como *rock type*. A Tabela 5 apresenta a nova classificação das litologias.

Somente as litologias que possuem o elemento de interesse são tratadas como minério. Portanto, durante o processo de importação, as litologias reclassificadas como compacto ou friável foram definidas como minério, em vista que somente elas possuem teores significativos e confiáveis de ferro, e as demais como estéril.

Tabela 5 – Classificação das litologias no atributo TIPO_ALF.

Abrev.	Litologias	Classificação
CG	Canga	Estéril
EST	Estéril	Estéril
FMN	Ferro Manganês	Friável
HF	Hematita Friável	Friável
IAL	Itabirito Aluminoso	Friável
IC	Itabirito Compacto	Compacto
IF	Itabirito Friável	Friável
IFR	Itabirito Friável Rico	Friável
IMN	Itabirito Manganífero	Friável
QF	Quartzito Ferruginoso	Compacto
RO	Rolado	Friável

Elaborado pelo autor (2023).

Normalmente, o campo do modelo de blocos que representa o teor do elemento químico de interesse é designado como produto. Entretanto, no caso das minas de ferro, o produto não é o teor de ferro em si, embora esse seja importante para a determinação da rota de beneficiamento. O verdadeiro produto é a massa, em toneladas, que é produzida pela planta. Com base nisso, foi criado o atributo TON, que é resultado da multiplicação das dimensões dos blocos (XINC, YINC e ZINC) pela densidade. O atributo FEGL do modelo, que representa o teor de ferro global, é importado para ser utilizado no direcionamento da rota de processo.

A designação *slope region* é utilizada com o objetivo de discretizar zonas que apresentam diferentes ângulos geotécnicos. No caso em análise, os ângulos a serem

adotados são carimbados no modelo de blocos e são de 30° e 40°, conforme ilustrado na Figura 14. Os blocos coloridos com a cor vermelha são requeridos um ângulo geotécnico de 40° enquanto os com a cor azul de 30°. Esta informação será utilizada para a seleção dos blocos durante o processo de criação das cavas aninhadas.

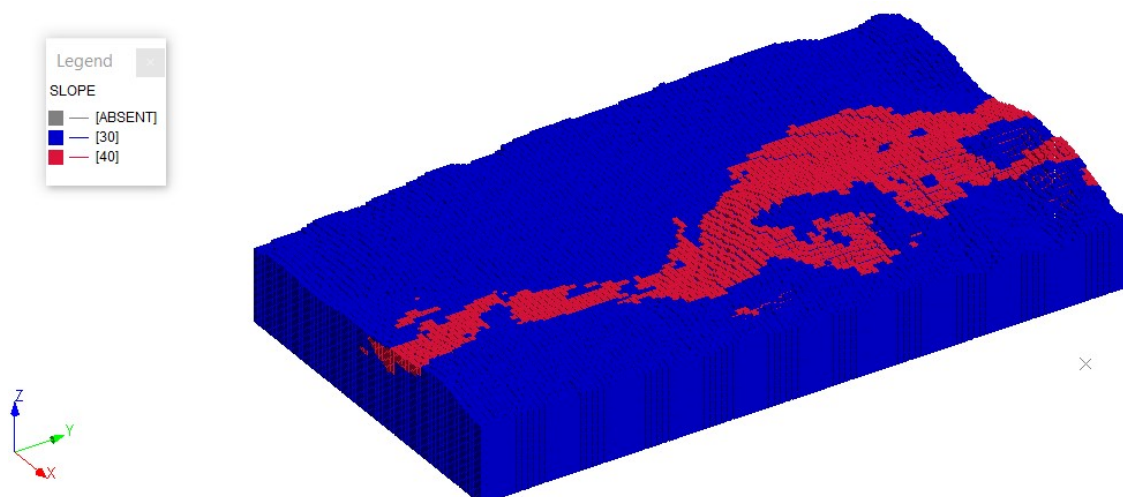


Figura 14 – Modelo de blocos com legenda do atributo SLOPE.
Studio NPVS (2023).

Os atributos RECUP e FEPROD, importados como *attribute*, desempenham um papel crucial na criação do modelo econômico, uma vez que eles representam, respectivamente, a recuperação do ferro por bloco e o teor do ferro concentrado pela planta de beneficiamento. Suas funções serão explicadas em tópicos posteriores.

Para sumarizar, a Tabela 6 apresenta todos os atributos importados do modelo de blocos e suas respectivas designações e unidades.

Tabela 6 – Atributos importados do modelo de blocos.

Atributo	Designação	Unidade	Categoria do Dado
DENS_N	Density	t/m ³	-
TIPO_ALF	Rock Type	-	-
SLOPE	Slope Region	-	-
TON	Product	t	massa
FEGL	Element	t	porcentagem
LITO	Attribute	-	-
RECURSO	Attribute	-	-
TIPO	Attribute	-	-
RECUP	Attribute	-	-
FEPROD	Attribute	-	-

Elaborado pelo autor (2023).

4.3. PREMISSAS DO MODELO ECONÔMICO

A etapa de construção do modelo econômico consiste em definir o benefício de cada bloco, obtido por meio da diferença entre receitas e custos. O benefício pode ser calculado fora do Studio NPVS e importado usando a opção “modelo de lucro” (*profit model*) ou ser calculado pelo próprio *software* através da opção “modelo de custo” (*cost model*). Neste trabalho, o lucro será calculado pelo *software* com base em premissas como o preço do minério, os custos de lavra, processamento e *downstream*.

A primeira variável, o preço do minério, foi estimada a partir de uma função matemática que tem como variável o teor de ferro desejado como produto da planta. Este valor foi carimbado no modelo como o nome FEPROD. Porém, antes de determinar o seu valor, faz-se necessário especificar o teor de corte para as plantas de beneficiamento.

Para o beneficiamento do minério de ferro, foi estipulada a existência de duas rotas: uma a seco e outra a úmido. Determinou-se que o teor de ferro ideal para a planta a seco é de 58%, enquanto, para a planta a úmido, é de 42%.

Os Gráfico 1 e 2 apresentam curvas teor *versus* tonelagem para diferentes intervalos de teores. Por meio dessa curva é possível determinar a massa do recurso existente no modelo de blocos em função de um teor de corte específico. Também é possível definir o teor de corte a ser implementado em cada uma das plantas, tendo em vista o teor ideal apresentado anteriormente.

Para a planta a seco que possui o teor ideal de 58%, o Gráfico 1 apresenta que esse valor é obtido aplicando um *cutoff* de 53%. Isso significa, portanto, que a planta a seco deverá receber apenas o material com teor de ferro superior a 53%. Por outro lado, para obter o teor ideal de 42% para a planta a úmido, o *cutoff* é de 37%, conforme apresentado no

Gráfico 1 – Curva teor x tonelagem da planta a seco.

Elaborado pelo autor (2023).

. Assim, a planta a úmido recebe o material dentro do intervalo de 37% a 53%. É importante destacar que os materiais com teor inferior a 37% são classificados com estéril.

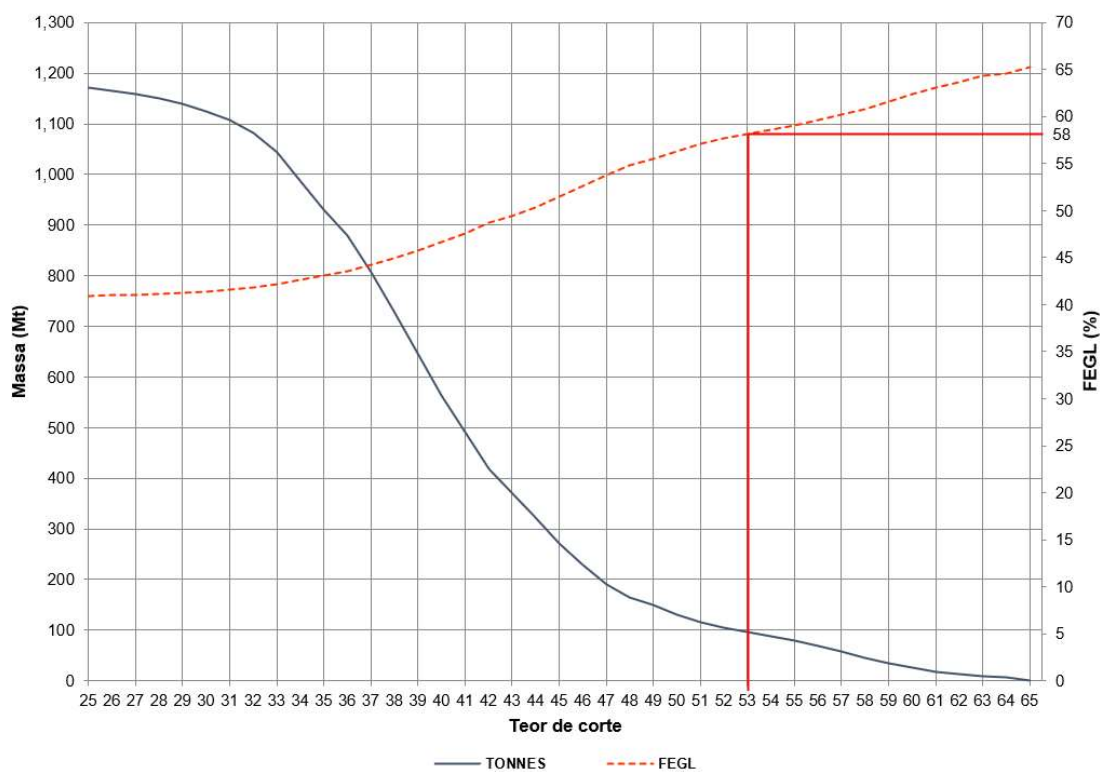


Gráfico 1 – Curva teor x tonelagem da planta a seco.
Elaborado pelo autor (2023).

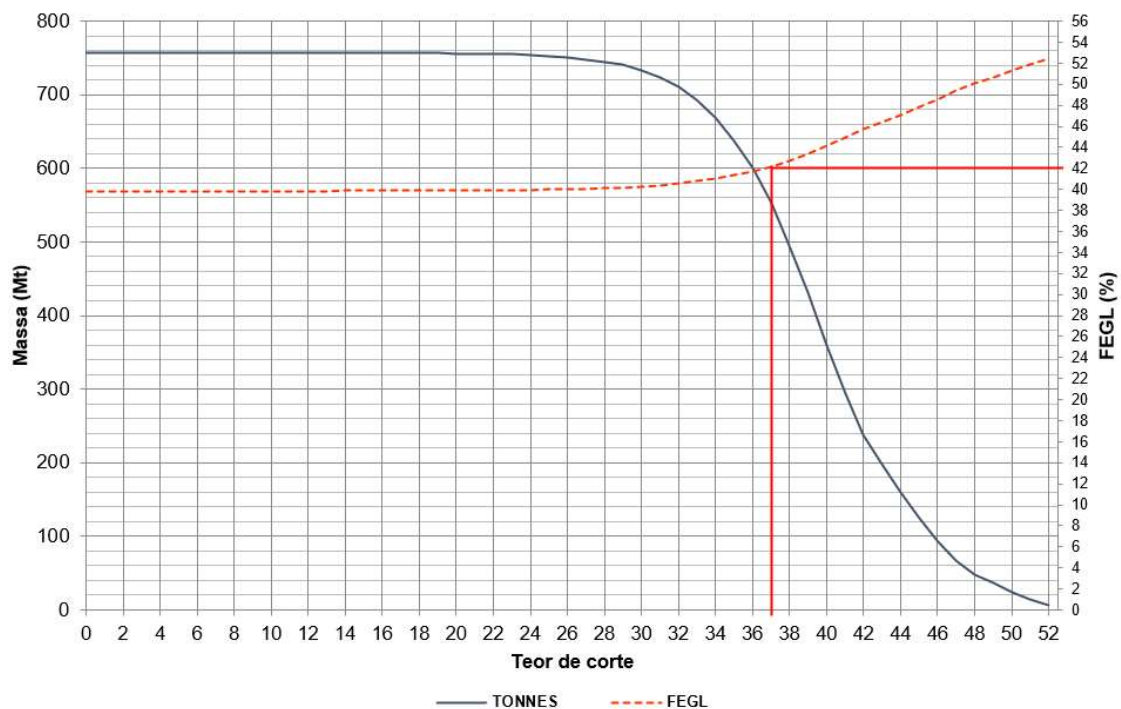


Gráfico 2 – Curva teor x tonelagem da planta a úmido.
Elaborado pelo autor (2023).

A Tabela 7 apresenta a fórmula utilizada para calcular o preço em função do teor de ferro no produto. O FEGL é responsável por determinar o intervalo em que cada uma das fórmulas será aplicada.

Tabela 7 – Premissas para o cálculo da receita, preço do minério.

Preço			Custo de venda	Unidade
Intervalo	FEGL $\geq$ 53%	$37\% < \text{FEGL} < 53\%$	-	\$/t
Fórmula	$1.29 \cdot (\text{FEPROD} \cdot 100)$	$1.29 \cdot (\text{FEPROD} \cdot 100) \cdot (1 - \text{Umd})$		

Elaborado pelo autor (2023).

O intervalo de FEGL $\geq$ 53% corresponde ao material destinado à planta a seco, onde será submetido apenas à redução de granulometria conforme as especificações do mercado consumidor. Dessa forma, o ferro do produto será igual ao ferro global. Em contrapartida, a faixa de valor $37\% < \text{FEGL} < 53\%$ requer tanto a redução da granulometria quanto o processo de concentração, resultando em um produto com teor de ferro de 65%. Como o processo de concentração é realizado a úmido, há uma penalização no preço do produto devido à presença de umidade. A umidade adotada foi de 6,9%, e é representada pela *custom variable* “Umd” apresentada na Figura 15. A Tabela 8 sumariza as premissas de meta, intervalo de teor aceito, e teor do produto gerado para cada uma das rotas de beneficiamento propostas (destinos).

Tabela 8 – Premissas de teor de ideal, de corte e do concentrado para cada rota/destino.

Destinos	Meta	Intervalo	FEPROD
Planta a Seco	58%	FEGL $>$ 53%	FEGL
Planta a Úmido	42%	$37\% < \text{FEGL} < 53\%$	65%
Estéril	-	FEGL $<$ 37%	0

Elaborado pelo autor (2023).

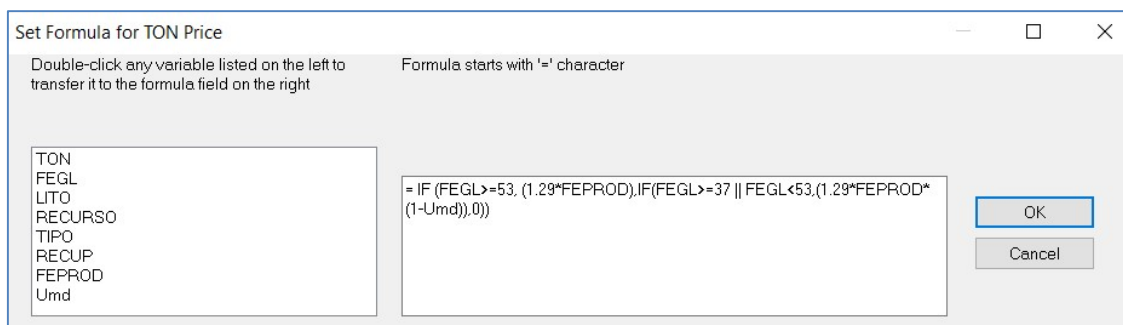


Figura 15 – Lógica da fórmula adotada para o preço no Studio NPVS.
Studio NPVS (2023).

Outro aspecto importante para a construção do modelo econômico é a especificação da metodologia para definir um material como minério ou estéril. O Studio NPVS, apresenta cinco formas distintas para determinar o minério e, consequentemente, o estéril. A opção selecionada foi “*The parcel revenue exceeds rehabilitation cost*”. Nessa, o material é classificado como minério quando pelo menos um método de processamento é mais rentável ou apresenta um menor custo em relação ao seu descarte e pagamento dos custos de reabilitação. Caso não haja custos de reabilitação, pelo menos um método deve gerar receitas que superem os custos de processamento. A

Figura 16 apresenta as premissas adotadas configuradas no Studio NPVS.

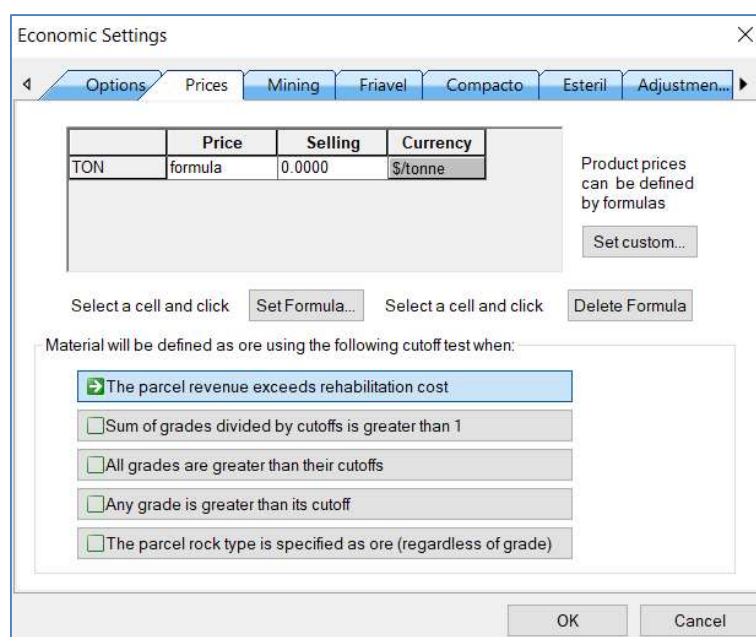


Figura 16 – Configuração da aba *Prices* no Studio NPVS.
Studio NPVS (2023).

Os custos associados à extração e ao processamento do material estão discretizados na Tabela 9, sendo variáveis por *rock type* (compacto, friável ou estéril). O *Mining CAF* é um fator de ajuste de custo de lavra por unidade de massa e é o usado para diferenciar os custos para cada tipo de rocha. Como demonstrado na tabela, as litologias classificadas como compactas receberam um custo de lavra maior do que as demais.

Tabela 9 – Custos de lavra e de processamento discretizados por tipo de rocha.

Custos de Lavra			
Custo de lavra por unidade de massa (\$/t)	Diluição na lavra	Recuperação na Lavra	
1.00	0%	100%	

Custos de Processamento			
Variáveis	Friável	Compacto	Estéril
<i>Mining CAF</i>	1.78	2.07	1.62
Custo de reabilitação	-	-	-

Plantas		Friável	Compacto	Estéril
Seco	Custo de processamento (\$/t ROM)	1.52	-	-
	Recuperação	100%	-	-
	<i>Downstream</i>	22.13	-	-
Úmido	Custo de processamento (\$/t ROM)	7.64	-	-
	Recuperação	1.68*FEGL - 0.30	-	-
	<i>Downstream</i>	22.13	-	-

Elaborado pelo autor (2023).

No presente estudo foram adotados custos incrementais de lavra em relação ao acréscimo de bancadas. A Tabela 10 apresenta a cota da bancada de referência e os valor de custo a ser acrescentados tanto acima quanto abaixo dessa.

Tabela 10 – Ajuste por bancada.

Processo	Bancada de referência	Abaixo (\$/t/bancada)	Acima (\$/t/bancada)
Default	41 (1020)	0.02	0.01
Planta a seco	41 (1020)	0.02	0.01
Planta a úmido	41 (1020)	0.02	0.01

Elaborado pelo autor (2023).

4.4. PREMISSAS DA CAVA FINAL

A cava final é determinada pelo algoritmo de Lerchs-Grossmann que, neste estudo, tem como função objetivo otimizar a cava maximizando o fluxo de caixa. Para o cálculo do *NPV* faz-se necessário definir a taxa de desconto anual e a movimentação de minério no período estipulado, normalmente anual. Quanto maior é a taxa de desconto adotado no empreendimento mais conservadora é a análise. Assim, para projetos em fase inicial de estudo, normalmente são utilizados valores entre 10% e 15%.

Dito isso, os valores adotados para a taxa de desconto e a movimentação anual de minério foram de 12% e 10 Mt/ano, respectivamente. Como esses fatores influenciam no cálculo do valor presente líquido do projeto, interferem também na d da cava final pelo usuário.

Uma das etapas da otimização é a criação de cavas aninhadas. A geração delas leva em conta a modificação de um fator em função de um valor incremental, sendo ambos determinados pelo usuário. O Studio NPVS conta com três opções de fatores a serem modificados para a determinação das cavas aninha: a receita, o preço ou o custo de lavra. No presente estudo adotou-se o preço como fator e um incremento de 1%, estendendo-se até o valor de 100%. Isso quer dizer que diferentes cavas aninhadas foram geradas, com o preço variando de 1% a 100% do valor inicialmente especificado.

A sequência ótima de extração é determinada conforme a opção *Proximity Values*, ou seja, o bloco sucessor na sequência é aquele com o maior valor e o mais próximo do antecessor. A Figura 17 apresenta as configurações citadas inseridas no *software*.

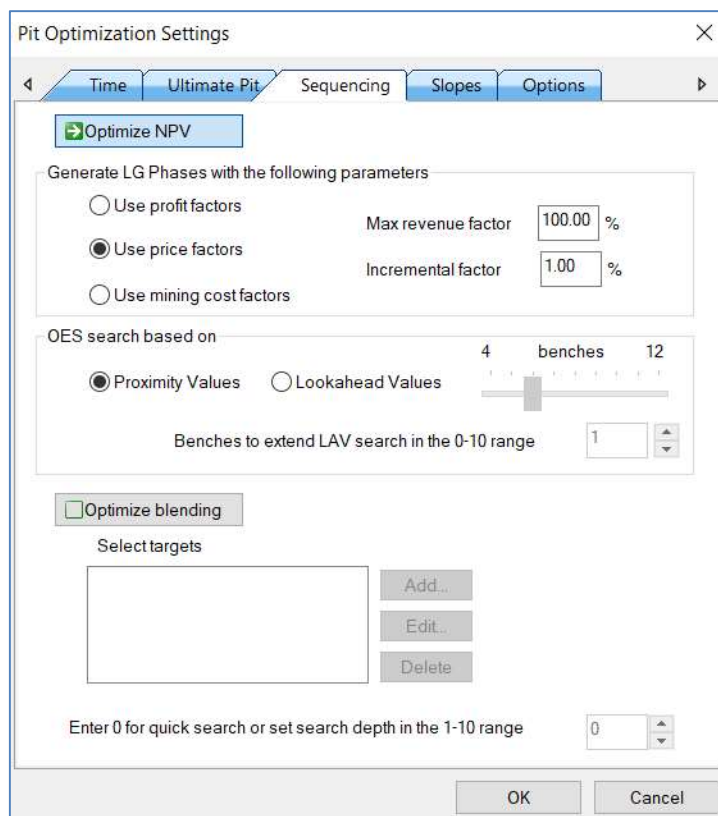


Figura 17 – Configuração adotada para a aba *Sequencing*, no Studio NPVS.
Studio NPVS (2023).

Além disso, utilizou-se o atributo SLOPE, proveniente do modelo de blocos, a fim de distinguir as regiões cujos ângulos gerais de talude a serem adotados são de 30° ou 40°, conforme apresentado na Figura 14. A definição desses ângulos carimbados em cada bloco do modelo é proveniente de análises geotécnicas que consideram a litologia, presença de falhas e fraturas.

4.5. PREMISSAS PARA O PUSHBACKS

Os *pushbacks* tem como propósito estabilizar uma determinada premissa. Normalmente, a quantidade de minério é estabilizada com a intensão de facilitar o sequenciamento estratégico da reserva. Nesse contexto, para controlar a movimentação de minério em cada um dos *pushbacks* utilizou-se a variável *Total Ore*, que representa a quantidade total de minério presente na cava final. Foram confeccionados 10 *pushbacks*, cada um com uma movimentação de 52 Mt de minério (*Total Ore* = 52 Mt), o que equivale a 5 anos de produção.

Como metodologia para a estabilização dos *pushbacks* adotou-se uma postura de tentativa e erro em relação ao valor da variável de controle, coluna *Value*, e o limite de bancos, coluna *Bench Limit*, que o otimizador poderia utilizar para gerar os avanços. Nesta situação, observa-se a partir da

Figura 18 que para atingir o valor de 52 Mt em alguns *pushbacks* foi necessário reduzir a quantidade de material movimentado, em outros reduzir o limite de bancos que poderia utilizar ou fazer as duas mudanças ao mesmo tempo.

Essas alterações controlam o aprofundamento e a expansão dos *pushbacks*, ou seja, ao reduzir a quantidade de bancos usados é necessária uma expansão do avanço para atingir a meta de estabilização. Além disso, quando a expansão é realizada em uma região com grandes quantidades de estéril a ser removido, o *software* movimenta uma quantidade maior de minério para pagar esta movimentação. Devido a isso, pode ser que seja necessária a redução na quantidade de minério no valor da variável de controle, para que no momento da expansão o valor acrescentado seja igual ao desejado.

Pushback Settings

◀ All Pit Options Mining Width Control Size Control ▶

	Pushback	Control	Value	Bench Limit	Adjustments
1	1	Total ORE	52,000,000	19	none
2	2	Total ORE	52,000,000	16	none
3	3	Total ORE	50,000,000	18	none
4	4	Total ORE	48,000,000	21	none
5	5	Total ORE	52,000,000	50	none
6	6	Total ORE	50,500,000	24	none
7	7	Total ORE	52,000,000	24	none
8	8	Total ORE	49,100,000	25	none
9	9	Total ORE	52,000,000	29	none
10	10	Total ORE	52,000,000	100	none
11					
12					
13					

Unlisted pushbacks use the parameters of a nearest preceding pushback

The ability to control pushback size is limited by mining width control.

Bench elevation reference

- 0 (1432.50)
- 1 (1422.50)
- 2 (1412.50)
- 3 (1402.50)
- 4 (1392.50)
- 5 (1382.50)
- 6 (1372.50)
- 7 (1362.50)
- 8 (1352.50)
- 9 (1342.50)
- 10 (1332.50)

Edit Control Variables...

OK Cancel

Figura 18 – Aba de controle do tamanho dos *pushbacks*.

Studio NPVS (2023).

A distância entre *pushbacks* adjacentes estabelecida é de 20 metros, não contando com a opção de suavizar a cava final a fim de adequar aos *pushbacks* criados. Outros parâmetros utilizados na geração dos *pushbacks* estão apresentados na Figura 19 e seguem o formato padrão do *software*, que atendem às expectativas requisitadas no trabalho.

The image shows a software window titled "Pushback Settings" with three tabs: "All Pit Options", "Mining Width Control", and "Size Control". The "Mining Width Control" tab is active. It contains the following settings:

- Mining width:** A text box with the value "20" followed by the unit "meters". Below it, a note states: "Mining width" parameter is utilized to adjust pushback shapes and locations with respect to other pushbacks and ultimate pit boundary.
- Control mining width on benches, the Final Pit may be smoothed:** An unchecked checkbox.
- Control mining width on benches, keep the Final Pit unchanged:** A checked checkbox.
- Use old pushback generation method:** An unchecked checkbox.
- Controls specific to the first two pushback generation options:**
 - A note: "Add, if possible, disjoint pits left after the last contiguous pushback to preceding pushbacks if the size of such a pit does not exceed..."
 - 40.00** percent of the target size set for the last contiguous pushback (acceptable range: 0 to 60 percent)
 - ☐ Update Ultimate Pit OES after a pushback if...
 - Percentage of out of sequence blocks in the pushback exceeds **2.00**
- "Remnant" is an area between the ultimate pit and pushback rims:**
 - A note: "Remnants with the area smaller than defined below will be added to pushbacks."
 - Minimum remnant (surface area between ultimate pit and pushback rims):** **90,000.00** square meters
 - Minimum remnant area is equivalent to:** **100** surface blocks

At the bottom right are "OK" and "Cancel" buttons.

Figura 19 – Parâmetros utilizados na aba *Mining Width Control* para criação dos *pushbacks*.

Fonte: Studio NPVS (2023).

4.5.1. DIMENSIONAMENTO DA FROTA

O objetivo do dimensionamento, neste trabalho, é fornecer uma medida comparativa aos resultados obtidos no sequenciamento com o foco em horas-caminhão. Desta maneira, selecionou-se caminhões fora-de-estrada do tipo CAT777 (07B). Este modelo possui uma carga útil alvo de 91.7 t (Caterpillar, 2023). A Figura 20 e a Tabela 11 apresentam as principais especificações desse modelo.

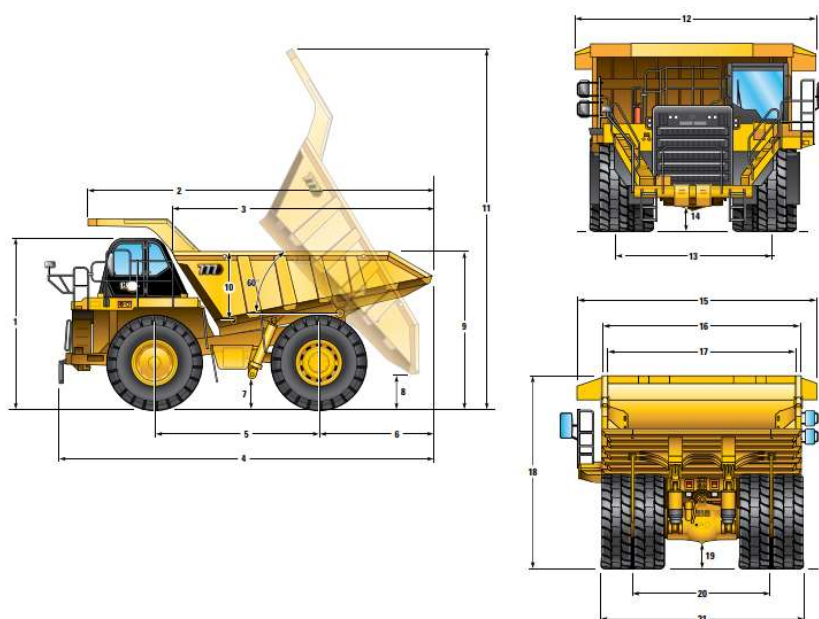


Figura 20 – Dimensões do fora-de-estrada CAT777 (07B).

Adaptado do manual de especificações do caminhão fora-de-estrada CAT777 (2023).

Tabela 11 – Especificação técnicas dos componentes do fora-de-estrada.

Nº	Componente	Inclinação Dupla			
1	Altura até o Topo da ROPS	4.73	mm	15.50	pés
2	Comprimento Total da Caçamba	9.83	mm	32.20	pés
3	Comprimento Interno da Caçamba	6.58	mm	21.50	pés
4	Comprimento Total	10.54	mm	34.50	pés
5	Distância entre Eixos	4.56	mm	14.96	pés
6	Eixo Traseiro até a Traseira	3.06	mm	10.00	pés
7	Vão Livre Sobre o Solo	896	mm	3	pés
8	Folga de Despejo	965	mm	3	pés
9	Altura de Carregamento — Vazia	4.38	mm	14.30	pés
10	Profundidade Interna da Caçamba — Máxima	1.90	mm	6.20	pés
11	Altura Total — Caçamba Elevada	9.95	mm	32.60	pés
12	Largura Operacional	6.69	mm	21.94	pés
13	Largura do Pneu Dianteiro	4.17	mm	13.68	pés
14	Folga no Protetor do Motor	864	mm	3	pés
15	Largura Total da Capota	6.20	mm	20.34	pés
16	Largura Externa da Caçamba	5.52	mm	18.10	pés
17	Largura Interna da Caçamba	5.20	mm	17.00	pés
18	Altura da Capota Frontal	5.20	mm	17.00	pés
19	Folga no Eixo Traseiro	902	mm	3	pés
20	Largura dos Pneus Duplos Traseiros	3.58	mm	11.73	pés
21	Largura Total do Pneu	5.22	mm	17.14	pés

Adaptado do manual de especificações do caminhão fora-de-estrada CAT777 (2023).

A primeira etapa do dimensionamento é determinar a capacidade efetiva de carga do caminhão, conforme descrito pela Eq. (1) do capítulo 3.7.1. Utilizando o tempo total de ciclo, calculado conforme Eq. (4) e da capacidade efetiva, calcula-se a produtividade de transporte, conforme Eq. (5). O cálculo das horas operacionais requeridas ou horas-caminhão é obtido, com base na relação da movimentação total e a produtividade de transporte, como descreve a Eq. (6). A

Tabela 12 retrata as premissas adotadas e os resultados obtidos no cálculo das horas operacionais.

Tabela 12 – Premissas adotadas para estimativa das horas-caminhão.

Variáveis	Valor
Capacidade de carga do caminhão (t)	90
Fator de enchimento	95%
Capacidade efetiva de carga do caminhão (t)	86
Tempo de Ciclo Total (min)	40.92
Produtividade do Transporte (t/h)	125
Movimentação de minério (t)	10,000,000
Relação estéril/minério (REM)	0.5
Movimentação de estéril (t)	5,000,000
Movimentação Total (Mt)	15,000,000
Horas Operacionais	119,644

Elaborado pelo autor (2023).

Outro fator importante tanto para o dimensionamento convencional quanto para o sequenciamento utilizando as horas-caminhão é o Rendimento Operacional (RO). Esse é definido pela multiplicação entre a Utilização (UT) e a Disponibilidade Física (DF). A partir dele será definido a quantidade de horas trabalhadas por equipamentos por período, também chamado de horas-calendário. Os valores adotados estão descritos na Tabela 13.

Tabela 13 – Premissas adotadas para o dimensionamento de frota.

Variáveis	Valor
Quantidade de dias/ano	365
Quantidade de h/dia	24
Disponibilidade Física (DF)	90%
Utilização (UT)	80%
Rendimento (RO)	72%
Horas calendário (h)	6,307.2

Elaborado pelo autor (2023).

De posse das horas operacionais e da quantidade de horas trabalhadas por equipamento, a quantidade de caminhões é calculada a partir da Eq. (8) do capítulo 3.7.1 e é descrito na Tabela 14.

Tabela 14 – Resultado do dimensionamento.

Variáveis	Valor
Horas Operacionais	119,644
Horas calendário	6,307.2
Equipamentos Necessários	19

Elaborado pelo autor (2023).

4.6. OPERACIONALIZAÇÃO DOS PUSHBACKS

Para o realizar a análise de transporte no sequenciamento, faz-se necessário operacionalizar os *pushbacks*. Pois, a partir disso é possível determinar os pontos de saídas das bancadas, saídas de cavas, localização de pilhas e usina. Para a etapa de operacionalização utilizou-se a ferramenta de desenho automático de cava presente no Studio OP, solução fornecida pela Datamine Softwares, e os parâmetros adotados são exibidos na Tabela 15.

Tabela 15 – Premissas utilizadas na operacionalização.

Região	Ângulo de Face (°)	Berma (m)	Entrada das Bancadas (m)
DEFAULT	70	10	8
30	54	10	8
40	80	10	8

Elaborado pelo autor (2023).

Ademais, o estudo considerou uma rampa dupla com gradiente de 10% e largura de 30 m, em razão das especificações do caminhão fora-de-estrada escolhido no dimensionamento da frota.

4.7. PREMISSAS DO SEQUENCIAMENTO

4.7.1. Horas-caminhão

Para estipular as horas-caminhão é preciso calcular o percurso e o tempo total de ciclo do caminhão. Um conceito importante que o *software* trabalha é o *Equivalent Flat Haul (EFH)* que em uma tradução literal pode ser descrito como o transporte equivalente no plano, ou seja, a distância que um veículo deve percorrer no plano para transportar a mesma quantidade de carga que transportaria em um terreno acidentado. O *software* utiliza essa definição para comparações de custo e eficiência em diferentes rotas ou modos de transporte (Studio NPVS, 2023).

A metodologia utilizada para o desenvolvimento da rota de transporte, que se estende desde a bancada de saída até o destino, é dividida em quatro etapas, conforme demonstrado na Figura 21.

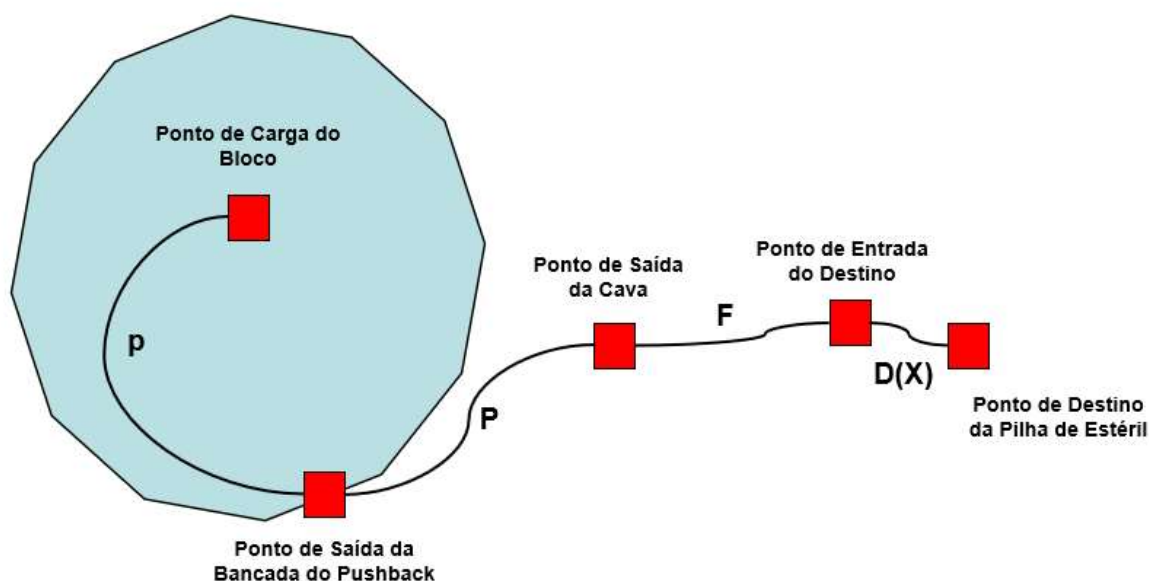


Figura 21 – Componentes necessárias para o desenvolvimento da rota de transporte.

Adaptado do Studio NPVS (2023).

Onde:

- p: distância do ponto de carga ao ponto de saída da bancada, ou seja, a entrada da rampa;
- P: distância de transporte na rampa, em *Equivalent Flat Haul (EFH)*, que se estende do ponto de saída da bancada até a saída da mina;

- F: distância de transporte na superfície, em *EFH*, do ponto de saída da mina até o ponto de entrada do destino;
- D(x): distância de transporte, também em *EFH*, do ponto de entrada do destino até o ponto de descarga, onde D pode ser uma função linear da movimentação de massa, em toneladas, entregues ao destino x. No caso da pilha de estéril isso é particularmente importante, visto que a distância de transporte em geral aumenta ao longo da vida útil, à medida que mais material é depositado.

Dentre as variáveis abordadas, o transporte na bancada (p) e a distância de transporte na rampa (P) são calculadas pelo *software*. Em contrapartida, os pontos de saída da bancada, a distância de transporte na superfície (F) e a distância de transporte até o ponto de descarte são fornecidas pelo usuário. A distância de transporte na rampa (P) é determinada multiplicando a diferença de elevação da bancada até o ponto de saída da mina pelo fator de inclinação. Dessa forma, o fator de inclinação (GF) é calculado pela Eq. 9 a partir das variáveis informadas pelo utilizador (Studio NPVS, 2023).

$$GF = \frac{\left(\frac{S}{Ds} + \frac{S}{Us}\right)}{G} \quad (9)$$

Onde:

- S: Velocidade horizontal média (transporte em superfície);
- Ds: Velocidade descendo a rampa;
- Us: Velocidade subindo a rampa;
- G: Gradiente da rampa (%).

Em posse dessas informações o Studio NPVS consegue calcular o tempo de ciclo em que os caminhões serão submetidos ao longo dos anos. E por meio da Eq. 10, é possível calcular as horas operacionais que os caminhões necessitam para a movimentação total de massa presente na cava (Studio NPVS, 2023).

$$H = \left(\frac{Wt}{R \times T} \times Mt\right) + \left(\frac{1}{R \times S \times T} \times EFH \times Mt\right) \quad (10)$$

Onde:

- Wt: Tempo de espera total, em minutos;
- EFH: Distância de viagem de ida e volta até o destino, em metros;
- S: Velocidade de referência, em Km/h;
- R = Rendimento da frota, que é a multiplicação da Disponibilidade (DF) pela Utilização (UT), em porcentagem;
- Mt = Movimentação total da cava, em toneladas;
- T = Capacidade do caminhão, em toneladas;
- N = Quantidade de viagens para movimentar a massa total da cava, em toneladas;
- H = Horas totais do caminhão ou horas-caminhão (h).

4.7.2. Informações sobre Transporte

Para utilizar a restrição de horas-caminhão no sequenciamento, faz-se necessário informar ao *software* as premissas de transporte e os destinos dos materiais. A primeira etapa consiste em definir se as premissas de transporte (velocidades, tempos de ciclo, tipo de caminhão, etc.) são diferentes para minério e estéril ou se apenas uma frota será utilizada para todo transporte de material.

Consideramos que o minério será destinado a uma planta de beneficiamento, enquanto o estéril para uma pilha de estéril e que ambos os materiais serão tratados com as mesmas premissas de transporte. A Tabela 16 exhibe os parâmetros adotados para essa configuração e a

Figura 22 as informações inseridas na janela *Haulage Information*.

Tabela 16 – Parâmetros adotados para configuração das informações sobre transporte de minério e estéril.

Parâmetro	Valor	Unidade
Velocidade de referência	30	Km/h
Média de espera no ponto de carregamento	1.3	min
Tempo de carregamento	3.2	min
Média de espera no ponto de descarga	1.0	min
Tempo de descarga	0.8	min
Tempo de espera adicional	0.0	min
Tempo de espera total	6.3	min
Rendimento do caminhão	72	%
Capacidade do caminhão	86	t
Velocidade de descida na rampa	20	Km/h
Velocidade de subida na rampa	22	Km/h
Gradiente da rampa	10	%

Elaborado pelo autor (2023).

The screenshot shows the 'Haulage Information' dialog box with the 'Parameter Tests' tab selected. The 'Truck and Ramp parameters' section includes the following fields:

- Reference Speed: (km/h)
- Avg Wait at Load Point (min):
- Loading Time (min):
- Avg Wait at Dump Point (min):
- Dumping Time (min):
- Additional Wait Time (min):
- Total Wait Time (min):
- Truck Availability (%):
- Truck Size (tonnes):
- Down Ramp Speed: (km/h)
- Up Ramp Speed: (km/h)
- Ramp Gradient (%):

Below the parameters, there is a 'Destination' list with the following items:

- Planta_Beneficamento
- Pilha_Esteril

Buttons at the bottom include 'Parameters...', 'Check complete', 'OK', 'Cancel', and 'Apply'. A footer note says 'Press F1 for Help'.

Figura 22 – Parâmetros adotados inseridos no Studio NPVS.
Studio NPVS (2023).

A restrição de capacidade de cada rota de transporte deve ser adicionada individualmente, caso haja limite. Tanto o minério a ser processado na planta seco quanto na planta a úmido são recebidos no destino criado como “Planta_Beneficiamento”. Independente da rota de processo, entende-se que as premissas de transporte desde a lavra até a entrada na planta são as mesmas, visto que a instalação de beneficiamento é uma estrutura única, com duas rotas internas de processamento. O estéril será todo destinado a uma única pilha de estéril, sendo o destino criado como “Pilha_Esteril”.

Caso houvesse uma capacidade limite acumulada ao longo da mina para cada um dos destinos, esse limite deveria ser adicionado ao modelo. Isso é particularmente útil para pilhas de estéril, de estoque ou de lixiviação. Porém, optou-se por não adotar essa premissa e assumir que o destino especificado tem capacidade para armazenar todo o estéril ao longo da vida útil da mina.

Outros parâmetros a serem informados referentes a cada destino são a bancada de saída, e tempos gastos do *pit* até o destino, e de volta ao *pit*. Com relação à bancada de saída, a depender do desenho da cava e da topografia local, a mina pode ter diferentes cotas de saídas – uma mais próxima da pilha de estéril e outra mais próxima da planta, por exemplo. Consideramos que as cava operacionalizadas possuem a mesma cota de saída, diferenciando-se apenas nas cotas de destino, pilha e planta. No que se refere aos tempos, a depender das condições do relevo, velocidade e performance do caminhão cheio ou vazio, os valores de ida até o destino e volta ao *pit* podem ser diferentes. Após informá-los, o *software* automaticamente calcula a *Equivalent Flat Haul*. A Tabela 17 apresenta os valores utilizados desses parâmetros para os dois destinos existentes.

Tabela 17 – Parâmetros de transporte em cada destino.

Parâmetro	Destino	
	Planta_Beneficiamento	Pilha_Esteril
Cota de saída (bancada)	1303 (13)	1333 (10)
Tempo pit → destino (min)	1.64	2.73
Tempo destino → pit (min)	1.20	2.00

Elaborado pelo autor (2023).

Para as pilhas de estéril, é comum que a distância de transporte varie à medida que a deposição de material progride. Para os casos em que a pilha se afasta da cava,

é esperado um aumento dessa distância. Esse tipo de movimentação é entendido como “*Travel within Haulage Destination*” ou seja, transporte que acontece dentro do próprio destino.

O aumento na distância de transporte, *Add Distance*, é calculado pela multiplicação entre a quantidade material adicionado no destino, *Add Material*, e o fator de transporte, *Haulage Factor (HF)*, ou seja, matematicamente é determinado pela seguinte fórmula: $Add Distance = Add Material * HF$. A unidade de medida desse coeficiente é dada em m/kt.

Para facilitar o entendimento de como é calculado o fator de transporte, suponha que um caminhão aumente em 1,2 minutos seu tempo desde a entrada da pilha de estéril até o local de disposição, e mais 1,1 minutos de volta ao local de entrada quando 2,500,000 toneladas de material foram depositadas. Assumindo uma velocidade de referência de 30 km/h, isso resulta num HF de 0.46 m/kt, ou seja, os caminhões viajaram 0.46 metros a mais a cada 1000 t de material depositado, conforme formulação abaixo:

$$HF = \frac{30,0 \text{ km/h}}{60 \text{ min}} * (1,2 + 1.1) \text{ min} * \frac{1,000}{2,500,000} = 0.46 \text{ m/kt}$$

$$HF = \frac{V_r [\text{km/h}]}{60 [\text{min}]} * (T_{lda} + T_{volta}) [\text{min}] * \frac{1,000}{M_{depositado}}$$

A Tabela 18 apresenta os valores adotados para contabilizar esse aumento na distância dentro da pilha de estéril, e o *Haulage Factor* resultante, calculado pelo Studio NPVS.

Tabela 18 – Parâmetros para cálculo de *Haulage Factor* no destino Pilha de Estéril.

Parâmetro	Valor	Unidade
Velocidade de referência	30	Km/h
Tempo entrada destino → ponto de descarga	1.85	min
Tempo ponto descarga → entrada do destino	1	min
Massa depositada até ponto descarga medido	3,000,000	t
HF	0.475	m/kt

Elaborado pelo autor (2023).

As Figura 23 e Figura 24 exibem as configurações informadas nas Tabela 17 e Tabela 18 na janela *Define* do Studio NPVS.

Define Planta_Beneficamento Parameters

Available rock type(s):
 Friavel-Planta a Seco
 Friavel-Planta a Umido
 Compacto-Planta a Seco
 Compacto-Planta a Umido
 Friavel (w)
 Compacto (w)
 Esteril

Add

Accepted rock type(s):
 Friavel-Planta a Seco
 Friavel-Planta a Umido
 Compacto-Planta a Seco
 Compacto-Planta a Umido

Delete

Storage limitations
☒ Unlimited storage capacity
☐ Storage capacity limited to tonnes
 Accepts material after period (enter 0 if the material is accepted from period 1)

Time at Dump Point
 min
 To override default at parent dialog enter number >=0

Exit Bench and travel between Pit Exit and Haulage Destination
 For Multimine MAO only: Select a mine name

Default all pushback parameters (required)

Time from pit to destination (min):
 EFH distance from pit to destination (m):
 Time from destination to pit (min):
 EFH distance from destination to pit (m):

Exit bench:
 Bench toe elevation reference:

Set parameters by pushback and bench

Travel within Haulage Destination
☒ No travel within Haulage Destination
☐ Travel within Haulage Destination increases in time
☐ Travel within Haulage Destination decreases in time
 Distance traveled equals tonnage at Destination times Haulage Factor
☒ Calculate Haulage Factor from example data
 Reference speed (km/h)
 Time from destination Entry to Dump Point (min):
 Time from Dump Point to destination Entry (min):
 Tonnage up to Selected Dump Point (tonnes)
☐ Enter Haulage Factor directly (m/1000tonnes)

Press F1 for Help

Figura 23 – Configuração das propriedades da planta de beneficiamento.
 Studio NPVS (2023).

Define Pilha_Esteril Parameters

Available rock type(s):

- Friavel-Planta a Seco
- Friavel-Planta a Umido
- Compacto-Planta a Seco
- Compacto-Planta a Umido
- Friavel (w)
- Compacto (w)
- Esteril

Add

Accepted rock type(s):

- Friavel (w)
- Compacto (w)
- Esteril

Delete

Storage limitations

☒ Unlimited storage capacity

☐ Storage capacity limited to tonnes

Accepts material after period (enter 0 if the material is accepted from period 1)

Time at Dump Point

min

To override default at parent dialog enter number >=0

Exit Bench and travel between Pit Exit and Haulage Destination

For Multimine MAO only: Select a mine name

Default all pushback parameters (required)

Time from pit to destination (min):	2.73	Exit bench:	10
EFH distance from pit to destination (m):	1365.00	Bench toe elevation reference:	3 (1403)
Time from destination to pit (min):	2.00		4 (1393)
EFH distance from destination to pit (m):	1000.00		5 (1383)
			6 (1373)
			7 (1363)
			8 (1353)
			9 (1343)
			10 (1333)
			11 (1323)

Set parameters by pushback and bench

Open spreadsheet...

Reset All

Travel within Haulage Destination

☐ No travel within Haulage Destination

☒ Travel within Haulage Destination increases in time

☐ Travel within Haulage Destination decreases in time

Distance traveled equals tonnage at Destination times Haulage Factor

☒ Calculate Haulage Factor from example data

Reference speed (km/h)	30.00
Time from destination Entry to Dump Point (min):	1.85
Time from Dump Point to destination Entry (min):	1.00
Tonnage up to Selected Dump Point (tonnes)	3,000,000

☐ Enter Haulage Factor directly (m/1000tonnes)

Press F1 for Help

OK Cancel

Figura 24 – Configuração das propriedades da pilha de estéril.

Studio NPVS (2023).

Uma vez informado os destinos da pilha e planta, a cota de localização de cada um e os parâmetros de transporte, faz-se necessário informar as cotas de saída para cada bancada. Em virtude disso, foram extraídos do desenho final das rampas os pontos relativos à bancada de saída, ou seja, local em que a bancada se encontra com a rampa. Este processo é feito para cada avanço operacionalizado, sendo

inseridos manualmente pelo usuário ou copiando e colando de uma planilha populada. A Figura 25 exibe as configurações adotadas para o *pushback* 10.

Choose pushback: Pushback 10

	X	Y	Z	Factor
1	619,334	7,868,262	1,073	1.0000
2	619,332	7,868,386	1,083	1.0000
3	619,280	7,868,471	1,093	1.0000
4	619,175	7,868,551	1,103	1.0000
5	619,086	7,868,459	1,113	1.0000
6	619,187	7,869,605	1,123	1.0000
7	619,175	7,869,633	1,123	1.0000
8	619,076	7,868,358	1,123	1.0000
9	619,080	7,868,246	1,133	1.0000
10	619,201	7,869,514	1,133	1.0000
11	619,068	7,869,662	1,143	1.0000
12	619,180	7,869,429	1,143	1.0000
13	619,676	7,868,621	1,143	1.0000
14	619,122	7,868,146	1,143	1.0000
15	619,673	7,868,537	1,153	1.0000
16	619,157	7,869,345	1,153	1.0000
17	619,199	7,868,066	1,153	1.0000
18	618,913	7,869,755	1,153	1.0000
19	618,988	7,869,701	1,153	1.0000
20	619,110	7,869,262	1,163	1.0000
21	619,669	7,868,453	1,163	1.0000

Buttons: Check complete, Export to csv file, OK, Cancel, Apply

Figura 25 – Configuração das cotas de saída das bancadas e do fator no *pushback* 10
Studio NPVS (2023).

2.8.3. Configuração do Sequenciamento

Com as informações a respeito dos caminhões configuradas é possível dar sequência ao plano de produção. O sequenciador do Studio NPVS trabalha com dois tipos de metas, uma denominada *hard constraints* e outra *soft constraints*. A primeira representa uma meta que deve ser atingida. Em contrapartida, a segunda é realizada quando possível e levando em consideração a execução da *hard constraints*. Dessa forma, o presente estudo adotou como *hard constraints* a movimentação de massa destinada as plantas e como *soft constraints* as horas-caminhão.

Com o intuito de observar a relação das variáveis descritas anteriormente, foram criados 3 cenários que se assemelham em relação a *hard constraints*, aos parâmetros de sequenciamento e as dependências criadas entre os *pushbacks*. Todavia, são diferenciados em função das *soft constraints*.

A meta *hard constraints* utilizada para movimentação de massa destinada as plantas de beneficiamento que, neste estudo, é representado pelas variáveis Friavel-Planta a Seco, Friavel-Planta a Umido, Compacto-Planta a Seco e Compacto-Planta a Umido. A primeira parte do nome representa as litologias reclassificadas do bloco e a segunda parte a planta para qual foi destinada. Embora, apresente quatro condições específicas, para simplificar o estudo, considera-se que ambas as rotas possuem a mesma movimentação que é de 10 Mt. Além disso, para o primeiro ano do projeto adotou-se um *ramp up* de 80% do valor de movimentação, ou seja, 8 Mt. A

Figura 26 apresenta as premissas inseridas na janela de configuração do sequenciamento, com enfoque na aba *Time*.

Scheduler Settings

Time | Targets | Parameters | Pushback Dependencies

Planning period called **Year** equals **365** days

Define time flow as output of the following attributes per Year

☒ Attribute Consumption Rates
☐ Truck Hours

Reset all Rates to

	Attribute	Consumption Rate
1	Friavel-Planta a Seco	10,000,000
2	Friavel-Planta a Umido	10,000,000
3	Compacto-Planta a Seco	10,000,000
4	Compacto-Planta a Umido	10,000,000
5		
6		
7		
8		
9		
10		
11		
12		

Consumption rates adjustments over time

	End Year	Factor
1	1	0.8
2	200	1
3		
4		
5		

OK Cancel

Figura 26 – Configuração dos atributos utilizados como *hard constraints* para o sequenciamento.

Outro aspecto importante diz respeito aos parâmetros utilizados para conduzir a busca do sequenciamento. A Figura 27 apresenta as configurações adotadas para geração das atividades e da árvore de pesquisa.

Scheduler Settings

Time Targets Parameters **Pushback Dependencies**

Basic schedule item (activity)

Maximum rock mass in an activity Larger parameter values make smaller activities

Maximum time to complete an activity

Maximum number of benches in one activity

Search properties

Search extent

Search breadth

Rate Control Level

☒ High (normal)

☐ Medium

☐ Low

Memory Control

☒ Normal

☐ Save

Re-schedule or set time limit

☐ Reschedule from period Range: 1 to 51

☐ Set schedule time limit Range: 2 to 52

Figura 27 – Configuração das atividades e das propriedades de pesquisa.
Studio NPVS (2023).

O último aspecto na configuração do sequenciamento é a dependência entre os *pushback*. Normalmente, o Studio NPVS determina as dependências de *pushback* automaticamente, por meio da opção *Sequential*, e com base na posição, na sequência e na localização do *pushback* na mina. Ainda é possível gerar a sequência de forma manual, por meio da opção *Custom*, ou mesclar as duas formas, por meio da opção *Sequential+Custom*. A opção utilizada foi a *Sequential*, uma vez que se entendeu que seu resultado é satisfatório para o estudo. As premissas adotadas estão apresentadas na Figura 28.

Scheduler Settings

Time Targets **Parameters** Pushback Dependencies

Mining order (dependencies)

☒ Sequential ☐ Sequential+Custom ☐ Custom

Sequential order: leading and following pushbacks

Follower must stay above at least bench(es) above the leader

Custom dependencies and bench lags

Note: bench lags can be negative or positive, see Help for details.

	Leader Index	Follower Index	Bench Lag
1	1	2	-1
2	1	3	-1
3	2	3	-1
4	2	4	-1
5	1	6	-1
6	2	6	-1
7	3	6	-1
8	1	7	-1
9	2	7	-1
10	3	7	-1

Pushbacks range: 1-10

Prestripping (only pushbacks that don't appear in the Follower column qualify)

Daily Rate

☒ Mining Rate by Tonnage ☐ Mining Rate by Volume

Figura 28 – Janela de configuração da dependência dos *pushbacks*.
Studio NPVS (2023).

2.8.3.1. Cenário 01

No primeiro cenário analisado o objetivo primário é a maximização do VPL (*NPV*). Neste cenário a intenção é analisar como o *software* elabora o sequenciamento e como as horas-caminhão se comportam. Assim sendo, o *target Truck Hours* é criado, porém com a meta desabilitada, conforme apresentado na Figura 29. Ou seja, o valor da variável será apenas reportado por período. Os demais parâmetros exibidos na janela foram operados seguindo o padrão do Studio NPVS.

A Figura 30 apresenta a definição da meta secundária *Truck Hours* e seu valor por período. Essa janela foi configurada, mas, como já mencionado, a meta não está habilitada para o Cenário 01.

Scheduler Settings

Time | Targets | **Parameters** | Pushback Dependencies

Primary objective: **Maximize NPV** ☐ Include all blocks
NPV may be reduced

Ratios and Rates

Add... Edit... Delete

☐ Truck Hours

Unchecked targets are inactive but reported

Pushback Constraints

Reset

	Pushback	Max Sink Rate	Max Tonnage	Start After
1	1			
2	2			
3	3			
4	4			
5	5			
6	6			
7	7			

Select a cell with pushback index to Edit Maximum Rock by Bench

Global Sinking Rate and Maximum Tonnage Limits

☒ Set all Rates ☐ Set all Tonnages

Setting all to 0 removes all limits

Or enter directly in the cells corresponding to pushbacks for which limits are to be set

Set to benches/Year

OK Cancel

Figura 29 – Janela de configuração da meta secundária do cenário 01.

Studio NPVS (2023).

Define Target

Label

☒ Rate per Year
 ☐ Ratio

Target variable definition

	Numerator	Denominator
Rock	0.001695736434109	
Volume		
Friavel-Planta a Seco		
Friavel-Planta a Umido		
Compacto-Planta a Seco		
Compacto-Planta a Umido		
Friavel (w)		
Compacto (w)		
Esteril		
Friavel-Planta a Seco-V		
Friavel-Planta a Umido-V		
Compacto-Planta a Seco-V		
Compacto-Planta a Umido-V		

Display

Bounds and target values by time

	End Year	Target	Minimum	Maximum
1	100	115,000	111,300	119,000
2				
3				
4				
5				

OK Cancel

Figura 30 – Definição da meta secundária *Truck Hours* e seu valor por período.
 Studio NPVS (2023).

A definição das variáveis constituintes da meta *Truck Hours* é criada automaticamente pelo Studio NPVS, conforme exposto pela Figura 31. Esta fórmula é replicada para todos os cenários que utilizam essa meta como secundária.

Target Variable Definition

Truck Hours	
NUM	$(0.0017)(\text{Rock}) + (0.0005)(\text{DistByMass})$
DEN	

Close

Figura 31 – As variáveis presentes na meta de horas-caminhão.
 Studio NPVS (2023).

2.8.3.2. Cenário 02

No primeiro cenário analisado, o *target* utilizado foi o *Truck Hours*, mas apenas para fim de reporte. No caso do segundo cenário, além do *target* ser habilitado, as horas-caminhão também foram utilizadas como objetivo primário, como apresentado na a menos desse valor.

Adota-se um limite máximo e mínimo para as horas-caminhão oscilarem durante toda a vida útil da mina, e o seus valores por período estão expostos na Figura 30. Conforme dimensionamento convencional, a frota requerida seria de 19 caminhões, então o valor de horas-caminhão adotado como meta é o referente a 19 caminhões, enquanto os limites variam entre um caminhão a mais ou a menos desse valor.

Scheduler Settings

Time Targets Parameters Pushback Dependencies

Primary objective: Track Truck Hours ☐ Include all blocks
NPV may be reduced

Ratios and Rates

Add... Edit... Delete

☒ Truck Hours

Unchecked targets are inactive but reported

Pushback Constraints

Reset

	Pushback	Max Sink Rate	Max Tonnage	Start After
1	1			
2	2			
3	3			
4	4			
5	5			
6	6			
7	7			

Select a cell with pushback index to Edit Maximum Rock by Bench

Global Sinking Rate and Maximum Tonnage Limits

☒ Set all Rates ☐ Set all Tonnages

Setting all to 0 removes all limits

Set to benches/Year

Or enter directly in the cells corresponding to pushbacks for which limits are to be set

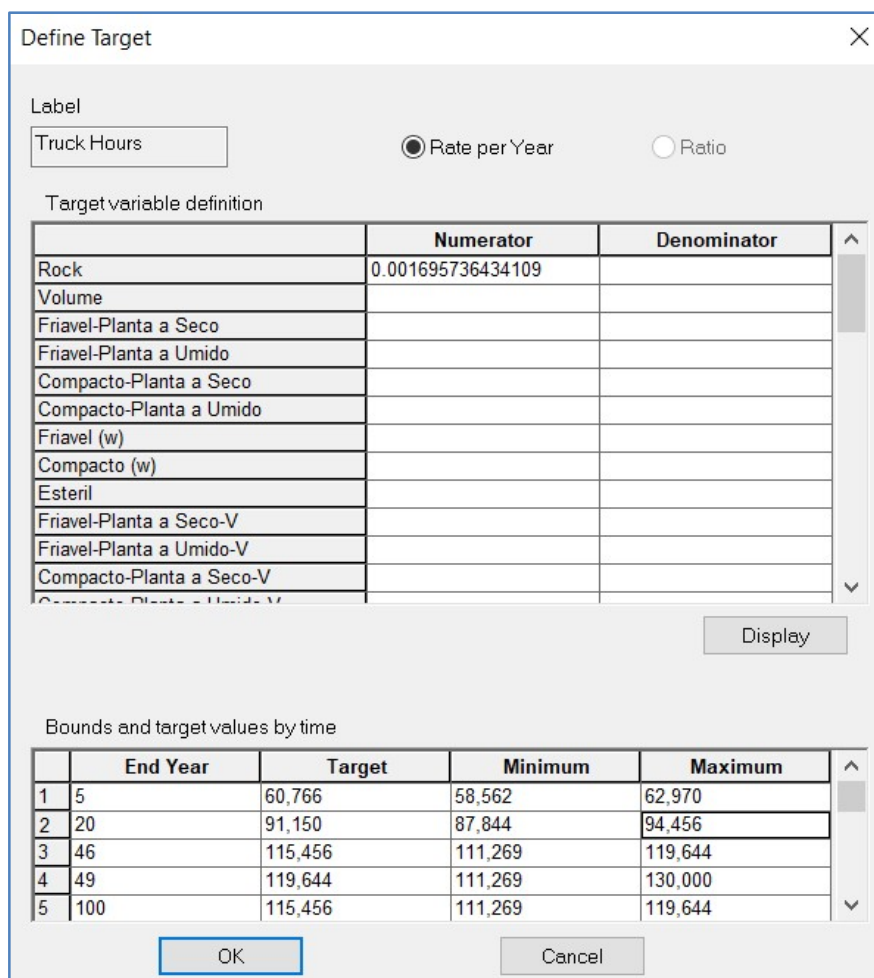
OK Cancel

Figura 32 – Janela de configuração da meta secundária do cenário 02.

Studio NPVS (2023).

2.8.3.3. Cenário 03

O terceiro cenário é semelhante ao segundo em relação a meta e ao objetivo primário, entretanto, diferenciando apenas nos valores aplicados por período. Os valores adotados por período são demonstrados na



Define Target

Label:

☒ Rate per Year ☐ Ratio

Target variable definition

	Numerator	Denominator
Rock	0.001695736434109	
Volume		
Friavel-Planta a Seco		
Friavel-Planta a Umido		
Compacto-Planta a Seco		
Compacto-Planta a Umido		
Friavel (w)		
Compacto (w)		
Esteril		
Friavel-Planta a Seco-V		
Friavel-Planta a Umido-V		
Compacto-Planta a Seco-V		
Compacto-Planta a Umido-V		

Display

Bounds and target values by time

	End Year	Target	Minimum	Maximum
1	5	60,766	58,562	62,970
2	20	91,150	87,844	94,456
3	46	115,456	111,269	119,644
4	49	119,644	111,269	130,000
5	100	115,456	111,269	119,644

OK Cancel

Figura 33 – A definição da meta secundária *Truck Hours* e seu valor por período no cenário 03.

Studio NPVS (2023).

A fim de otimizar a quantidade de caminhões na frota, implementou-se uma estratégia de *ramp up* no número de equipamentos nos períodos indicados na

(5, 20, 46, 49 e 100). A forma que o Studio NPVS interpreta os valores adotados é que até o final do quinto período a meta é de 60,766 horas, variando entre 58,562 e 62,9770 horas operacionais.

Nesse cenário, o usuário do *software* teve que se envolver em um processo mais detalhado de manipulação dos dados, com o objetivo de estabelecer valores de horas-caminhão precisos e coerentes para o panorama do sequenciamento.

5. RESULTADOS

5.1. MODELO GEOLÓGICO

Ao importar o modelo de blocos para o Studio NPVS, realiza-se a primeira distinção entre estéril e minério com base nas litologias informadas. Dessa forma, as litologias classificadas como compactas e friáveis foram importadas com a classificação de minério, enquanto as demais foram categorizadas como estéril. A Tabela 19 apresenta as massas, em toneladas, de minério e estéril contidas no modelo.

Tabela 19 – Massa das litologias classificadas como minério e estéril.

Material	Massa (t)	Volume (m³)
Minério	804,798,516	273,177,000
Estéril	4,827,738,084	2,348,532,000
Total	5,632,536,600	2,621,709,000

Elaborado pelo autor (2023).

A Tabela 20 apresenta a massa, também em toneladas, das rochas classificadas como friável, compacto e estéril.

Tabela 20 – Massa das litologias classificadas como friável, compacto e estéril.

Rochas	Massa (t)
Friável	483,227,564
Compacto	321,570,952
Estéril	4,827,738,084
Total	5,632,536,600

Elaborado pelo autor (2023).

5.2. MODELO DE ECONÔMICO

A segunda classificação de estéril e minério é determinada pelo *software*. A Tabela 21 apresenta os resultados obtidos ao gerar modelo econômico com a massa deslocada para cada destino. A relação entre o material e o destino é apresentada pelos atributos, sendo que a primeira parte do nome é a rocha carimbada no bloco e a segunda parte o local de destino.

Tabela 21 – Massa de minério categorizada pelos destinos.

Atributo	Massa (t)
Friável da Planta Seco	45,962,325
Friável da Planta Úmido	357,088,993
Compacto da Planta Seco	1,420,348
Compacto da Planta Úmido	195,165,862
Total	599,637,528

Elaborado pelo autor (2023).

De acordo com a Tabela 22, a rota a úmido recebe 92% da movimentação de minério destinado para as plantas e planta a seco apenas 8%.

Tabela 22 – Massa de minério destinado para as plantas.

Destino	Massa (t)
Planta a Seco	47,382,673
Planta a Úmido	552,254,855
Total	599,637,528

Elaborado pelo autor (2023).

A Tabela 23 apresenta o total de estéril, incluindo o material que, inicialmente importado como minério, durante a criação do modelo econômico foi esterilizado.

Tabela 23 – Movimentação de estéril categorizado por material.

Atributo	Massa (t)
Friável (w)	80,176,246
Compacto (w)	124,984,742
Estéril	4,827,738,084
Total	5,032,899,072

Elaborado pelo autor (2023).

Os resultados apresentados pela Tabela 24 exibem receita e custo do modelo de blocos inteiro. Como o lucro é maior que os custos, isso pode indicar uma possível viabilidade, mas que só se confirma após geração da cava, dos *pushbacks*, sequenciamento e análise econômica mais detalhada.

Tabela 24 – Resultado dos parâmetros financeiros do projeto.

Parâmetros Financeiros	Unidade Monetária (\$)
Custo de Processamento	17,561,227,252
Custo de Mineração	10,196,735,682
Receita	46,671,790,459
Lucro	18,913,827,525

Elaborado pelo autor (2023).

5.3. DETERMINAÇÃO DA CAVA ÓTIMA

Após a definição dos parâmetros econômicos e geração das cavas aninhadas (*LG Phases*), deve-se fazer a escolha da cava ótima. Sua seleção é baseada em estratégias mercadológicas da empresa. No trabalho, a cava adotada como final foi aquela que possui o maior valor presente líquido com a menor movimentação de estéril, o que corresponde à cava aninhada 15. Essa cava está representada pela legenda 44 na Figura 34.

Conforme mostra o Gráfico 3, as cavas aninhadas subsequentes à de número 15 apresentam uma estabilidade na quantidade de minério e no VPL, mas um incremento na movimentação de estéril. Isso justifica, portanto, a seleção da cava de número 15 para cava final.

A Tabela 25 informa os parâmetros econômicos e a composição da cava aninhada selecionada para ser a cava ótima.

Tabela 25 – Resultado dos parâmetros da cava ótima.

Parâmetros Financeiros	Valor	Unidade
Lucro	24,034,475,409	\$
VPL	3,925,814,153	\$
Parâmetros da Reserva	Valor	Unidade
Minério	526,422,277	t
Estéril	226,706,426	t
Total	753,128,703	t
REM	0.43	-

Fonte: Elaborado pelo autor (2023).

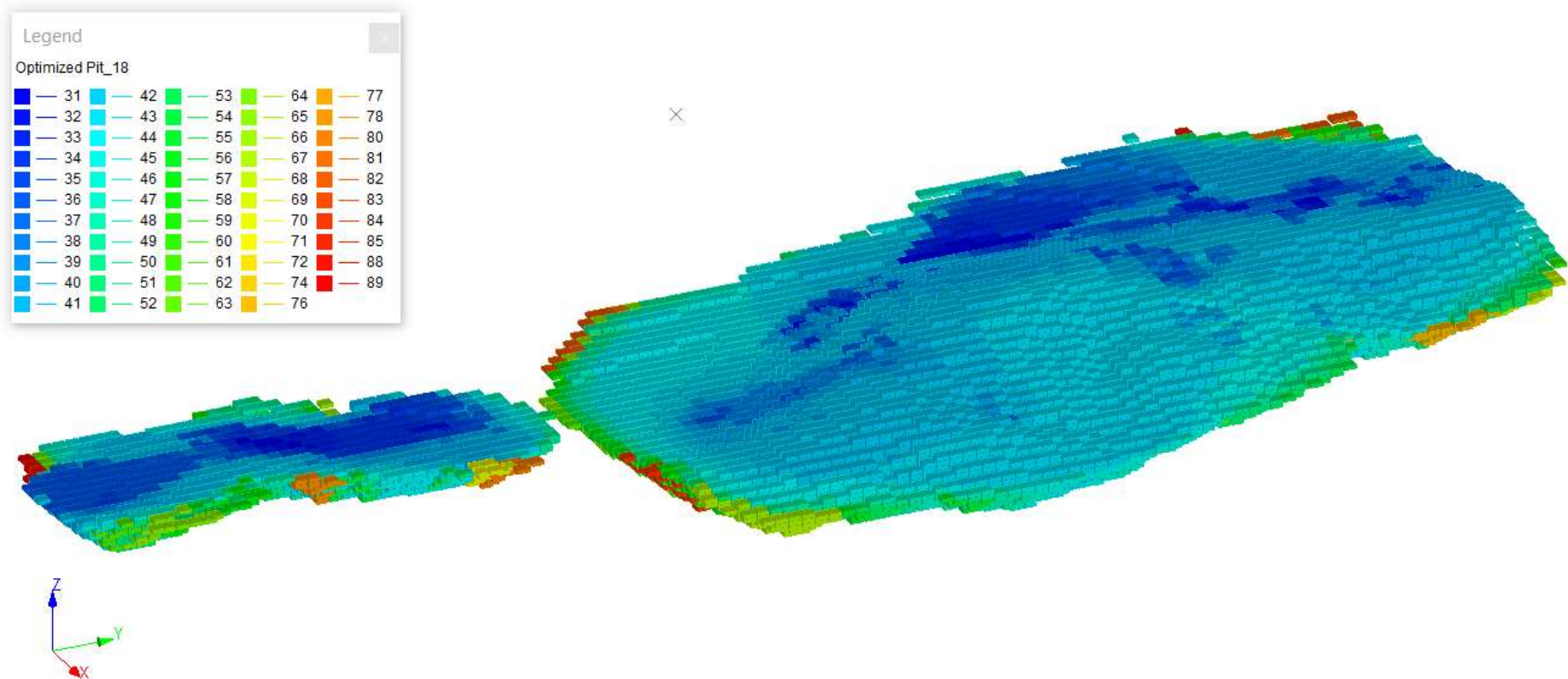


Figura 34 – Representação das cavas aninhas no modelo de blocos.

Studio NPVS (2023).

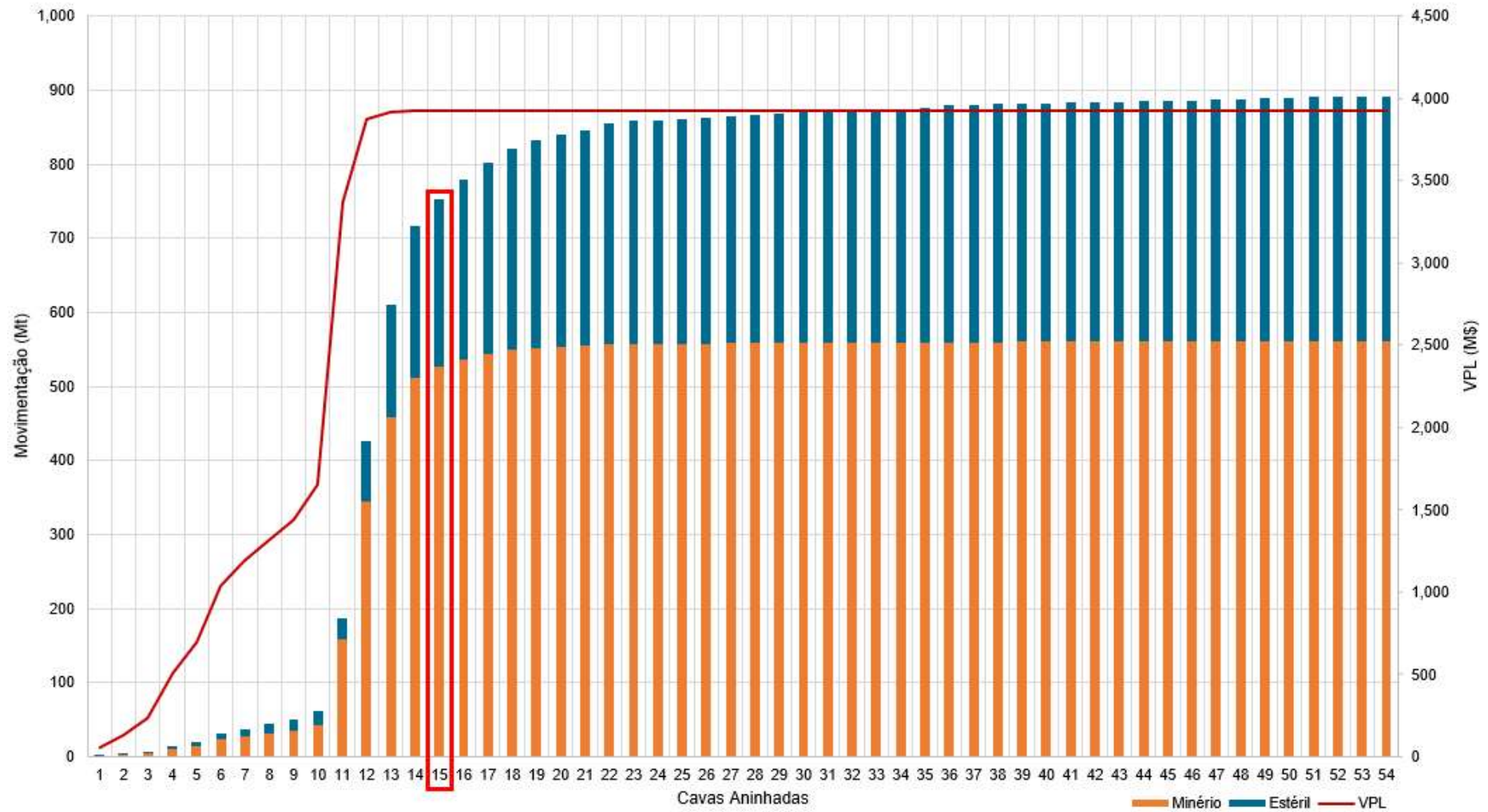


Gráfico 3 – Movimentação de minério e estéril das cavas aninhadas e seu VPL.

Elaborado pelo autor (2023).

5.4. PUSHBACKS E OPERACIONALIZAÇÃO

A Figura 35 e o Gráfico 4 mostram o resultado da estabilização da massa de minério nos *pushbacks*, que foi equilibrada em 52 Mt. No entanto, em algumas fases os valores ficaram acima ou abaixo do idealizado. Além disso, é evidente que, embora a massa de minério esteja constante nos *pushbacks*, a movimentação de estéril é irregular, e como consequência, provoca dificuldades na execução do plano de produção. Porém, essas questões tendem a ser tratadas e contornadas durante o sequenciamento.

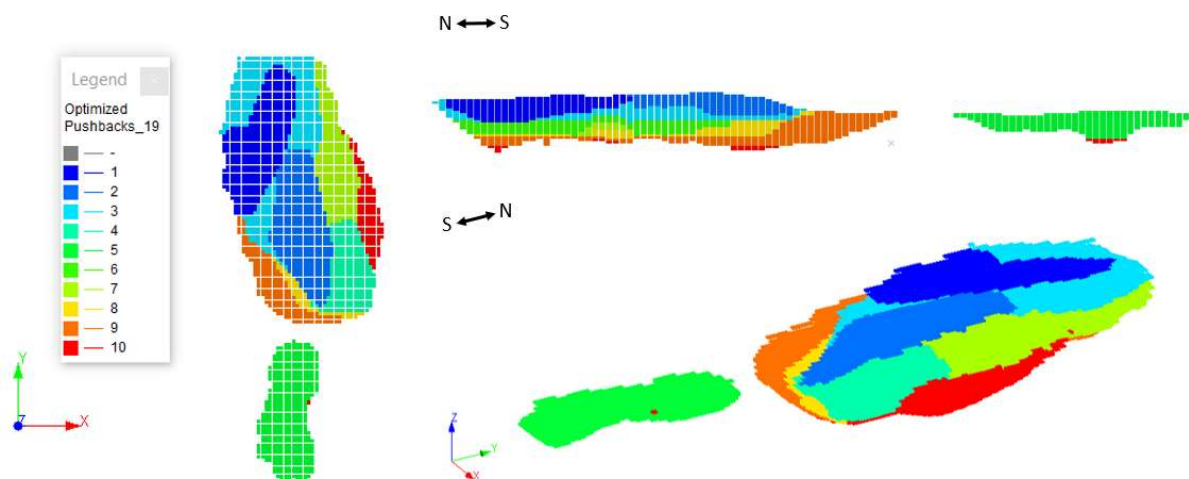
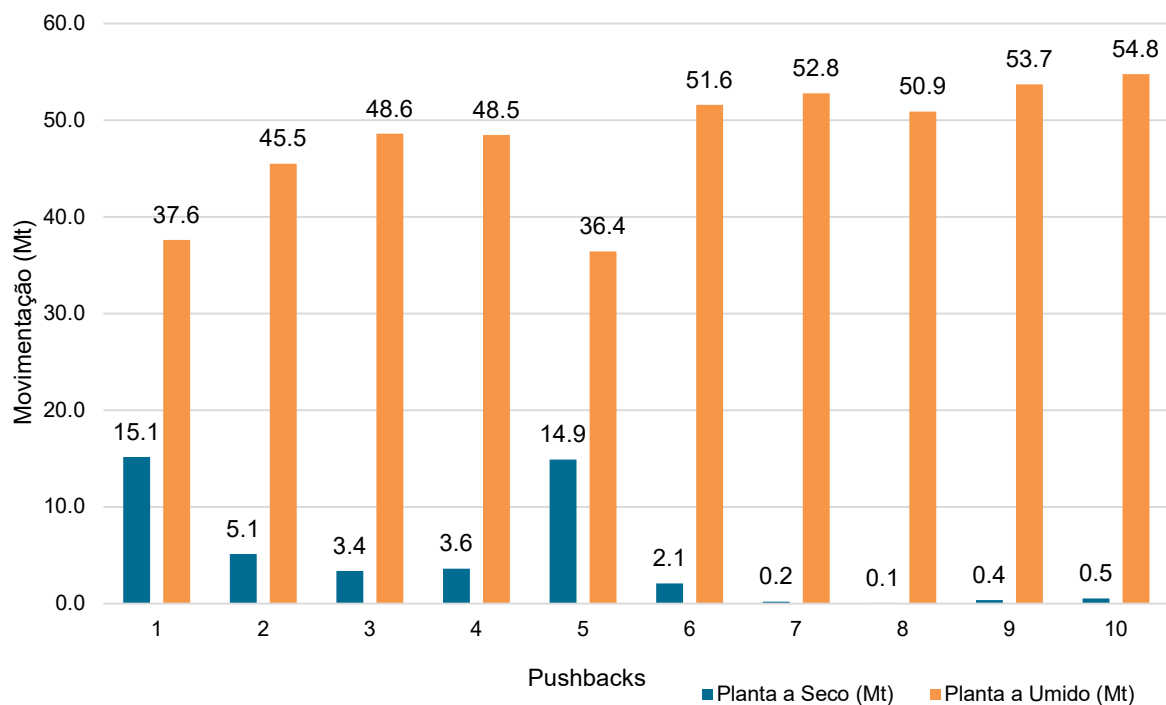


Figura 35 – Esquema da composição dos *pushbacks* no modelo de blocos.

Elaborado pelo autor (2023).

É importante destacar que o *pushback* 6 apresenta uma massa de estéril muito inferior quando comparada ao minério e é totalmente independente dos demais avanços, conforme é demonstrado na Figura 35.

O Gráfico 5 revela o destino dos materiais contidos nos *pushbacks*. Além disto, é possível observar que a maior parte da movimentação de material destinado a planta a seco ocorre nas seis primeiras fases, tendo como destaque os *pushbacks* 1 e 5. A partir do avanço 6 é predominante a movimentação para a planta a úmido, sendo a massa destinada a planta a seco ínfima.



No presente estudo foram operacionalizados todos os *pushbacks* com o objetivo de definir os pontos de saída das bancadas. Contudo, a Figura 36 apresenta apenas o resultado da operacionalização dos *pushbacks* 01, 06 e da cava final. Na última imagem é destacado visualmente a localização dos pontos de entrada da pilha de estéril e da planta de beneficiamento, sendo as coordenadas destes pontos utilizadas na etapa de informações de transporte.

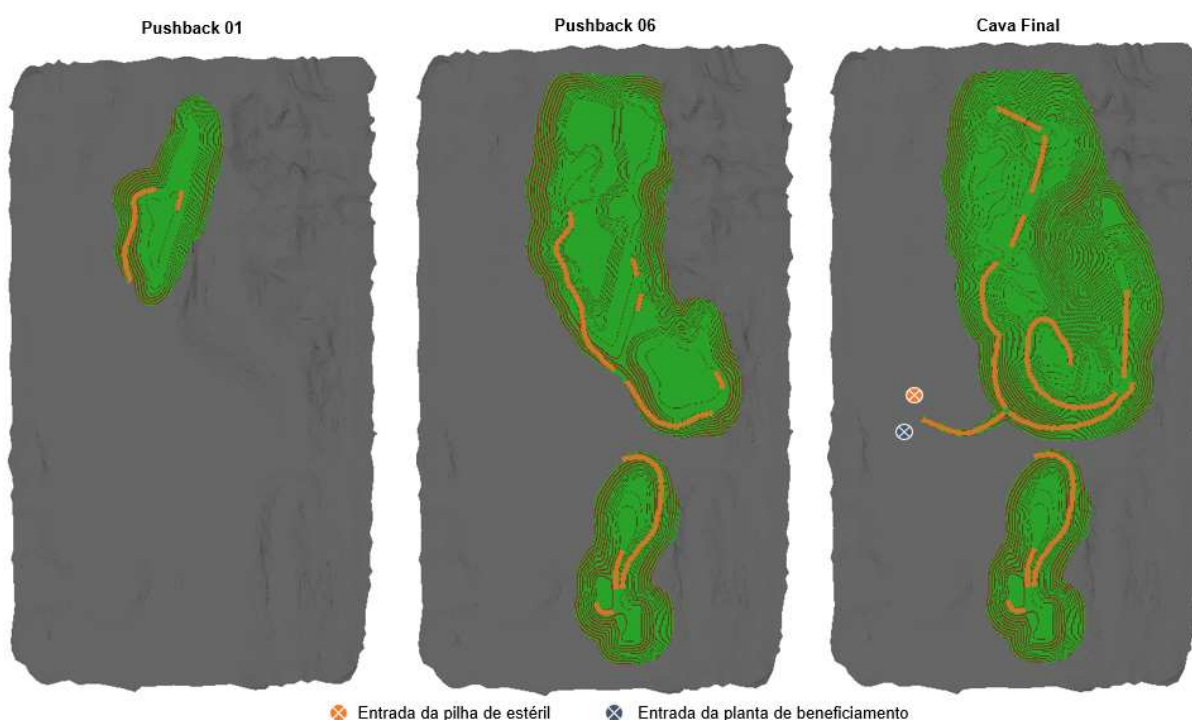


Figura 36 – Representação da operacionalização dos *pushbacks* 01, 06 e cava final com destinos.
Adaptado do Studio OP (2023).

5.5. SEQUENCIAMENTO

5.5.1. Cenário 01

Os resultados obtidos no cenário 01 podem ser visualizados nos Gráfico 6 e Gráfico 7. No Gráfico 6, é plotado a quantidade de horas-caminhão por ano de vida útil da mina, e o limite máximo de horas-caminhão para o sequenciamento. O limite corresponde ao valor em horas operacionais correspondentes aos 19 caminhões, conforme calculado na etapa do dimensionamento de frota. Quando o número de horas-caminhão ultrapassa esse limite, significa que a frota está subestimada para o período em questão. Isso ocorre em alguns períodos específicos (14, 33, 35, 37, 38,

42 e 43), indicando que a quantidade de caminhões dimensionada é menor do que o necessário para o plano de produção.

Nos intervalos 1-10 e 17-31, as horas operacionais estão superestimada, ou seja, uma parte da frota fica ociosa. Isto ocorre pois o programador tem como meta primária a movimentação do material destinado a planta e como objetivo primário a maximização do VPL. Para atender as metas, o otimizador extrapola em alguns períodos as horas-caminhão, uma vez que essa meta não havia um valor fixo estipulado e foi apenas reportada.

Os valores elevados de estéril executados em alguns períodos têm como razão o fato de que, como não havia uma meta específica para movimentação de estéril ou movimentação total, o otimizador garantiu que a remoção de estéril fosse o suficiente para garantir a meta de minério, executando o maior VPL. Assim, o *software* retarda o máximo possível a movimentação de estéril.

Outro ponto interessante a ser analisado a partir dos resultados obtidos é a existência de períodos em que a movimentação total excede a movimentação anual determinada para aquele ano, mas as horas operacionais executadas estão dentro do valor estipulado. Uma justificativa para isso é a localização do ponto de extração. Quanto mais próximo o ponto está do destino, menor será o tempo de ciclo. Como resultado, o caminhão poderá fazer mais viagens e transportar uma quantidade maior de material, quando comparado a uma situação em que o local está mais distante do destino de entrega. Esta situação pode ser observada nos anos 16 e 48 do sequenciamento.

Analisando os 30 primeiros anos do plano de produção, a partir das horas-caminhão obtidas, pode-se constatar que a quantidade de caminhões dimensionada é bem maior que o necessário para movimentar os 10 Mt destinados para as plantas de beneficiamento e alcançar o maior VPL. A partir dos valores médios de horas-caminhão obtidos até o ano 31, observa-se que se pode usar uma frota de 10 caminhões para bater as metas de movimentação, com acréscimo de mais 9 nos anos subsequentes.

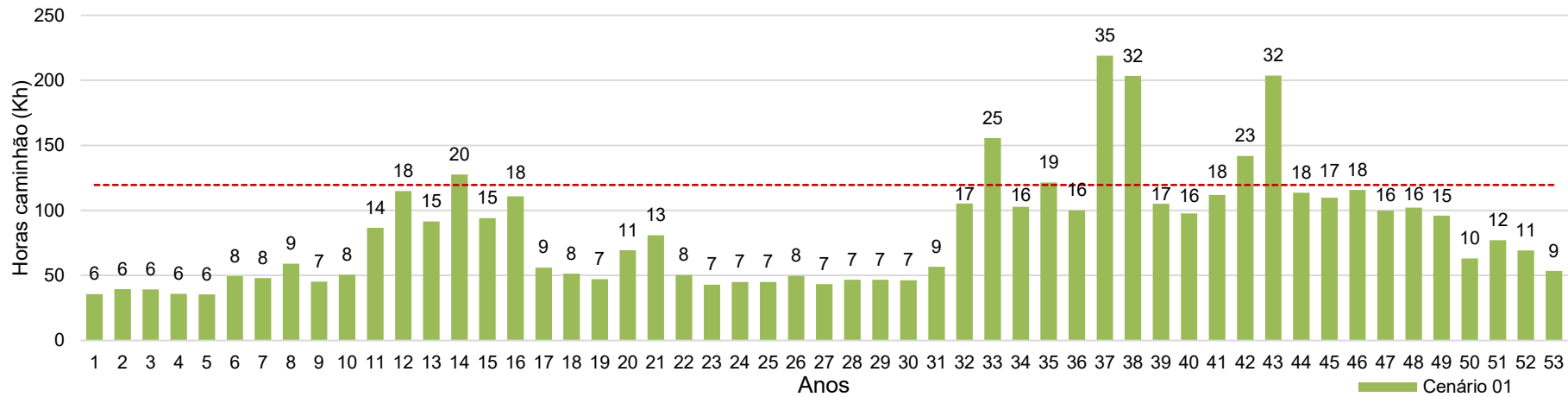


Gráfico 6 – Quantidade de horas-caminhão por ano do sequenciamento, cenário 01.

Elaborado pelo autor (2023).

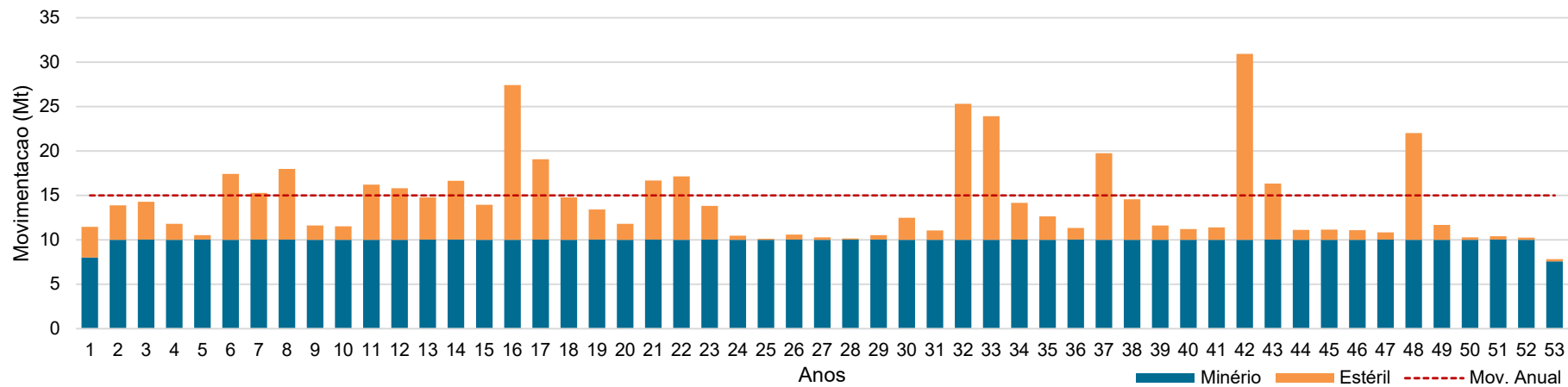


Gráfico 7 – Movimentação de estéril e minério por ano do sequenciamento, cenário 01.

Elaborado pelo autor (2023).

5.5.2. Cenário 02

Os resultados obtidos no cenário 02 podem ser visualizados nos Gráfico 8 e Gráfico 9. Com a alteração do objetivo primário para horas-caminhão, houve uma alteração na lógica do algoritmo de sequenciamento, o que proporcionou uma maior estabilidade nessas horas. Não obstante, persistem as questões mencionadas na primeira conjuntura, pois alguns anos do plano de produção extrapolaram o valor limite estipulado no dimensionamento de frota (25, 28, 29, 30, 33, 39, 43, 44, 45 e 47). A explicação para esta situação reside na localização do ponto de extração e na sua distância em relação ao destino e o fato das horas-caminhões serem uma restrição que pode ser flexibilizada visando o atingimento da restrição de movimentação de minério, ou seja, é uma *soft constraints*.

Os primeiros 24 anos, a hora operacional realizada foram inferiores ao calculado no dimensionamento, o que proporciona a ociosidade de uma parte da frota. Dessa forma, é recomendável iniciar o empreendimento com cinco caminhões e acrescentar sete fora-de-estradas a partir do sexto ano, resultando em uma frota de 12 caminhões até o final do ano 27. Após isso, será necessário adquirir mais sete caminhões, totalizando uma frota com 19 caminhões.

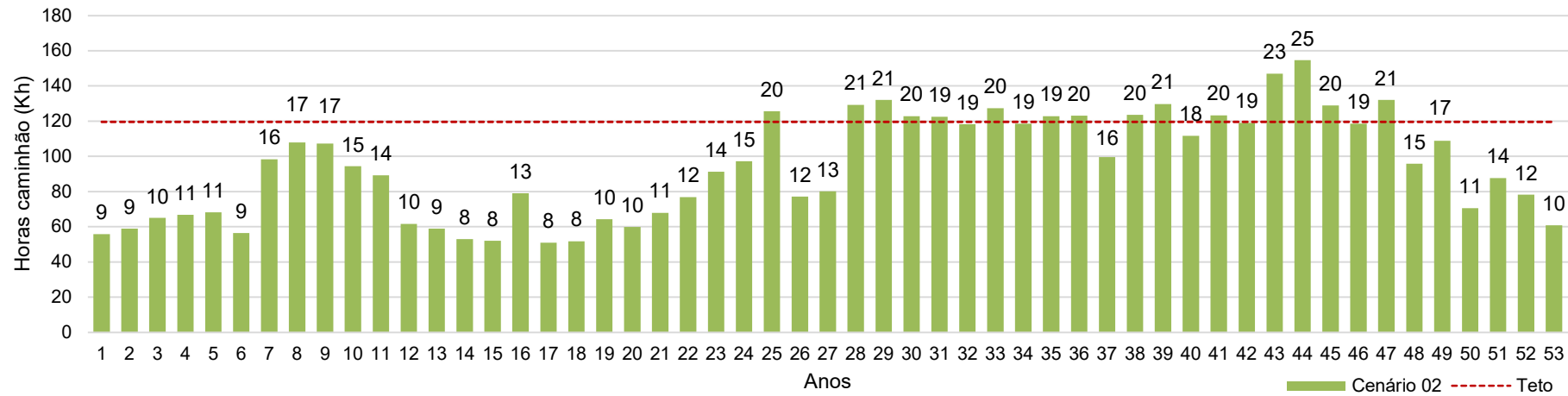


Gráfico 8 – Quantidade de horas-caminhão por ano do sequenciamento, cenário 02.

Elaborado pelo autor (2023).

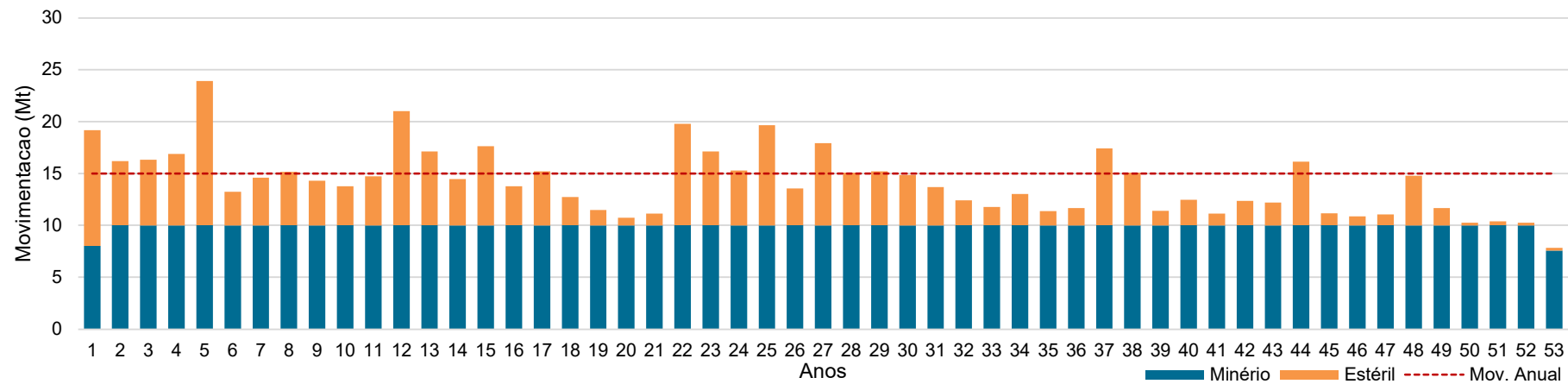


Gráfico 9 – Movimentação de estéril e minério por ano do sequenciamento, cenário 02.

Elaborado pelo autor (2023).

2.5.3. Cenário 03

A grande diferença entre os Cenários 02 e 03 diz respeito aos valores estipulados para a meta do *Truck Hours* para os períodos. Neste cenário há uma maior manipulação por parte do usuário da variável ao longo dos anos do plano de produção, processo feito por tentativa e erro.

Avaliando o Gráfico 10 é possível notar que em nenhum ano as horas-caminhão extrapolou as horas operacionais definidas pelo dimensionamento, ou seja, com esse sequenciamento a quantidade de caminhões calculada visando a movimentação anual de 15 Mt é aceitável. Assim, conclui-se que essa ação por parte do usuário proporcionou uma melhor adequação do sequenciamento ao dimensionamento da frota.

Compreendendo a realidade do sequenciamento, pode-se averiguar que nos cinco primeiros anos do projeto, seria necessário um comboio contendo apenas 10 caminhões. Depois do quinto ano e estendendo até vigésimo terceiro, faz-se necessário uma ampliação de 5 caminhões, totalizando uma frota com 15 fora-de-estrada. Após isso utiliza-se um comboio com 18 caminhões, um a menos do que estipulado no dimensionamento tradicional. Com o número de caminhões fixados conforme apresentado no parágrafo anterior, ainda sim teríamos frota ociosa. Porém, pode-se adotar uma estratégia de aproveitar o tempo de ociosidade para fazer manutenção preventiva dos equipamentos e a rotatividade deles, a fim de conservar e, por consequência, aumentar o tempo de uso.

Vale ressaltar, a partir da análise dos gráficos que, apesar de ter anos com uma movimentação muito alta de material (3, 4, 6, 8, 11, 12, 13, 14 e 15) a quantidade de caminhões operando é aceitável, está dentro do dimensionado, e a quantidade de minério atendendo a planta é constante. Assim, esse fator não representa grandes problemas práticos e operacionais.

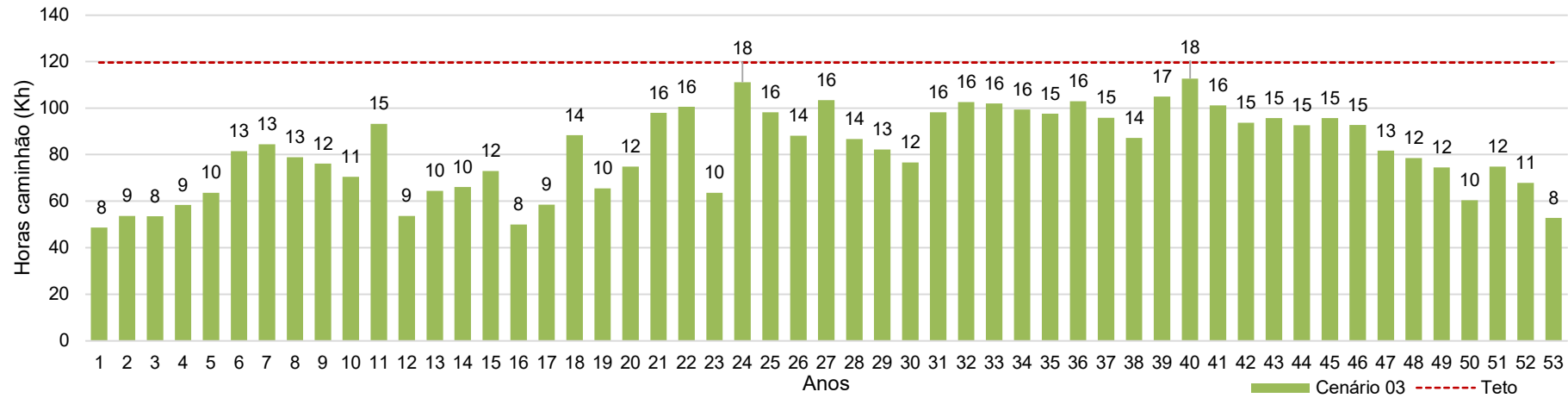


Gráfico 10 – Quantidade de horas-caminhão por ano do sequenciamento, cenário 03.

Elaborado pelo autor (2023).

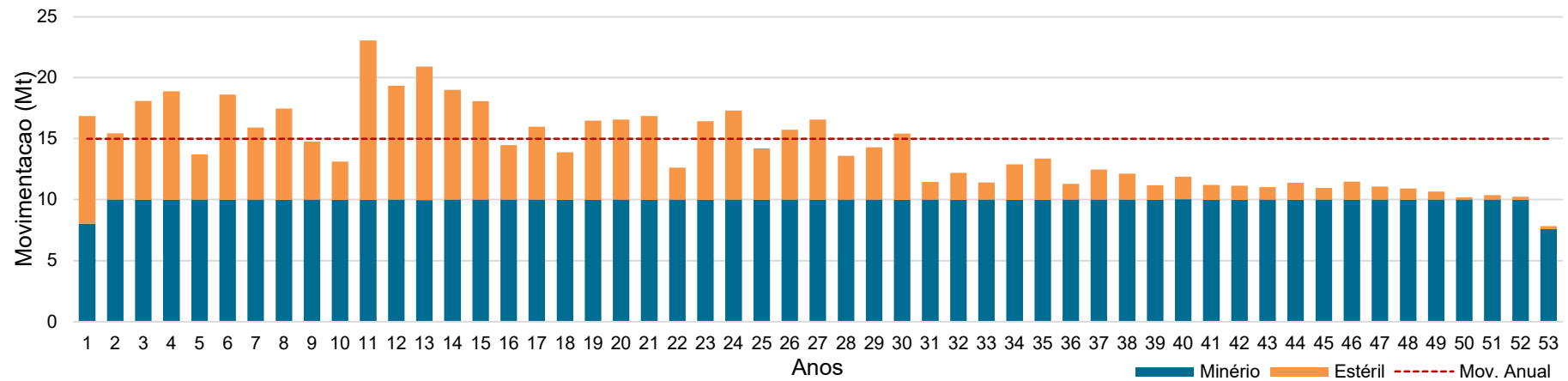


Gráfico 11 – Movimentação de estéril e minério por ano do sequenciamento, cenário 03.

Elaborado pelo autor (2023).

2.5.4. Comparativo entre os cenários

Em termos operacionais e práticos, a estabilização da frota e da movimentação total é muito mais realística. Assim, o Cenário 02, em que se adota o uso de limites máximo, mínimo e de meta para *Truck Hours* o resultado do sequenciamento foi bem melhor quando comparado aos resultados do Cenário 01.

O Cenário 03, que também tem o *Truck Hours* como *soft constraints*, apresenta condições mais contínuas de frota do que comparado aos demais cenários. Através das análises visuais e de gráficos realizadas, pode-se concluir que a diminuição das horas disponíveis de caminhões durante os primeiros 23 anos da vida útil da mina no Cenário 03 fez com que o *software* distribuísse de forma mais homogênea o material, não gerando os picos observados nos demais cenários.

Já no que diz respeito ao VPL, o Cenário 1 possui um valor de 3,77 B\$, contra 3,70 B\$ para o Cenário 02, o que corresponde a uma redução de 1,81%. Já o Cenário 03 apresenta um valor de 3,69 B\$, o que, comparado ao primeiro cenário é uma redução de 2,15% e ao segundo 0,34%.

A diferença no VPL dos três cenários não é expressiva. Porém, o comportamento das horas-caminhões e quantidade de equipamentos requeridos ano a ano é bastante diferente entre os cenários. O cenário 3 se apresenta como o mais realístico e coerente, e, por seu valor econômico atrativo, pode ser entendido como o melhor plano de produção.

6. CONCLUSÃO

Levando em consideração os resultados obtidos, pode-se observar que a metodologia tradicional, com restrições relacionadas unicamente à massa e qualidade do minério, apresenta, neste estudo, uma interação desfavorável com o dimensionamento de frota. O comportamento oscilatório da frota requerida a partir do sequenciamento tradicional apresenta um cenário não realístico na prática operacional. No entanto, foi constatado que intervenções realizadas pelo usuário podem contribuir para um melhor desempenho nos resultados.

Vale ressaltar que o Studio NPVS demonstrou fornecer dados satisfatórios quando utilizado corretamente, e que sua principal finalidade é maximizar o VPL. Além disto, o *software* apresentou resultados satisfatórios em relação à geração de modelo econômico, das cavas aninhadas, nos parâmetros norteadores para determinação da cava ótima e geração de *pushbacks*.

Conforme visto, um cenário que busca o maior *NPV*, como é o Cenário 01, nem sempre atende a condições operacionais razoáveis, principalmente no que diz respeito a frota. O comportamento oscilatório da frota requerida não é uma realidade comum nos planos de produção reais de uma mina. Isso corrobora com o que foi observado por Li *et al.* (2018), em que, um cenário cujo objetivo era aumentar a produtividade da frota e diminuir as distâncias médias de transporte, embora apresentasse melhor *NPV*, também apresentava comportamento oscilatório da frota.

O Cenário 02 consiste em realizar um dimensionamento de frota tradicional e utilizar o número de caminhões requeridos para controlar o sequenciamento. Isso apresenta grandes benefícios quando comparado ao Cenário 01 em termos de estabilização e condições operacionais. Entretanto, o dimensionamento de frota tradicional muitas vezes não leva em conta as variações da distância de transporte ao longo do tempo. Nesse caso, a frota pode estar subestimada ou superestimada para determinados períodos de tempo, como foi observado nesse cenário.

O Cenário 3 é tido como usual, visto que conta com a análise do usuário e tentativas sucessivas de reduzir e estabilizar a frota, mantendo a movimentação de minério constante. Quando comparado ao Cenário 01, de maior VPL, o Cenário 03 apresenta uma redução de apenas 2,15%, o que pode ser entendido como uma redução aceitável visto os benefícios alcançados através do entendimento e manipulação dos dados de entrada.

Em suma, a utilização de informações precisas de transporte no sequenciamento de mina é fundamental para a eficiência operacional e a maximização dos lucros. A intervenção humana continua sendo necessária para ajustar o resultado do sequenciamento às condições reais da mina.

7. TRABALHOS FUTUROS

Apesar do resultado satisfatório obtido com o Cenário 03, ainda é possível testar novos cenários utilizando as horas-caminhão como uma meta primária. Assim, a variável *Truck hours* se transforma em uma *hard constraints*, ao contrário do que foi estudado nesse trabalho, em que foi tratada como *soft constraints*. Com esse novo objetivo, pode-se analisar o comportamento das horas-caminhão e verificar a necessidade de um *ramp up* e *ramp down* da frota, e o impacto disso nas metas de movimentação de minério, que se transformaria numa *soft constraints*.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ASKARI-NASAB, H.; AWUAH-OFFEI, K. Open pit optimisation using discounted economic block values. **Mining Technology**, Londres, v. 118, p. 1 -13, 2009.

BAI, X. et al Automatic generation of feasible mining pushbacks for open pit strategic planning. **Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy**, Joanesburgo, v. 118, n. 5, p. 515-530, 2018.

BOZORGEBRAHIMI, E.; HALL, R.; BLACKWELL, G. Sizing equipment for open pit mining—a review of critical parameters. **Mining Technology**, Londres, v. 112, n. 3, p. 171–179, 2003.

BOTH, C.; DIMITRAKOPOULOS, R. Joint stochastic short-term production scheduling and fleet management optimization for mining complexes. **Optimization and Engineering**, v. 21, p. 1717-1743, 22.

CANDIDO, M. T. **Impacto de Diferentes Algoritmos e Geometria de Depósitos Minerais no Planejamento de Longo Prazo**. 2012. 82 p. Dissertação (Mestrado em Engenharia) - Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal do Rio Grande do Sul. Porto Alegre, 2012.

CURI, A. **Minas a Céu Aberto - Planejamento de Lavra**. Oficina de Textos, São Paulo, 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. **Anais** [...] Turquia, 2001, p. 117-121.

DARLING, P. (ed.). **SME Mining Engineering Handbook**. 3a. ed. Colorado: Society for Mining, Metallurgy & Exploration, 2011.

DOING, P.; KIZIL, M.S. Improvements in truck requirement estimations using detailed haulage analysis. In: Coal Operators' Conference, 2013, Wollongong.

DUMAKOR-DUPEY, N.K.; ARYA, S. Machine Learning—A Review of Applications in Mineral Resource Estimation. **Energies**, Basel, v. 14, n. 4079, 2021.

HARTMAN, H. L.; MUTMANSKY, J. M. **Introductory Mining Engineering**. 2a. ed. New Jersey: Wiley, 2002.

HUSTRULID, W. A.; KUCHTA, M.; MARTIN, R. **Open Pit Mine Planning and Design: VOLUME 1 – FUNDAMENTALS**. 3a. ed. Boca Raton: CRC Press: Taylor & Francis Group, 2013.

JESUS, L. **Dimensionamento de Equipamentos de Mina e Custos Operacionais**. 1a. ed. São Paulo: Baraúna, 2013.

KUMRAL, M. Production planning of mines: Optimisation of block sequencing and destination. **International Journal of Mining, Reclamation and Environment**, Londres, v.26, n.2, p.93-103, 2012.

LERCHS, H.; GROSSMANN, I. F. Optimum design of open pit mines. **The Canadian Mining and Metallurgical Bulletin**, Montreal, v. 58, p.47-54, jan. 1965.

LI, Y. *et al.* Optimising the Long Term Mine Landform Progression and Truck Hour Schedule in a Large Scale Open Pit Mine Using Mixed Integer Programming. In: DIMITRAKOPOULOS, R. **Advances in Applied Strategic Mine Planning**. Heidelberg: Springer, 2018. p. 669-686.

MEAGHER, C.; DIMITRAKOPOULOS, R.; AVIS, D. (2014). Optimized open pit mine design, pushbacks and the gap problem - A review. **Journal of Mining Science**, Nova lorque, v.50, n.3, p. 508-526, 2014.

MOOSAVI, E. *et al.* A Hybrid Augmented Lagrangian Multiplier Method for the Open Pit Mines Long-Term Production Scheduling Problem Optimization. **Journal of Mining Science**, Nova lorque, v.50, n.6, p. 1047-1060, 2014.

RAMAZAN, S.; DIMITRAKOPOULOS, R. Traditional and New MIP Models for Production Scheduling With In-Situ Grade Variability. **International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment**, Londres, v. 18, n. 2, p. 85-98, 2004.
ROSSI, M. E.; DEUTSCH, C. V. **Mineral Resource Estimation**. Heidelberg: Springer, 2014.

Studio NPVS. **Datamine Product Help – Studio NPVS**. Datamine, 2023.

WHITTLE, J. **The Facts and Fallacies of Open Pit Optimisation**. Melbourne: Whittle Programming Pty Ltd, 1989.

WITTLE, D.; WITTLE, J.; WHARTON, C.; HALL, G. **Strategic Mine Planning**. 8a ed. Gemcom Software International Inc., 2005.