

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
ESCOLA DE ENGENHARIA

Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais
PPGE3M-UFRGS

**MODELAGEM DE ESCAVAÇÕES SUBTERRÂNEAS:
CONTRIBUIÇÕES PARA ESCOLHA DE ACESSOS DE MINA**

Fernando Alves Cantini Cardozo

Tese para Obtenção do
Título de Doutor em Engenharia

Área de Concentração: Tecnologia Mineral, Ambiental e Metalurgia Extrativa

Porto Alegre

2023

Fernando Alves Cantini Cardozo

Eng. de Minas, Eng. Civil, MSc.

**MODELAGEM DE ESCAVAÇÕES SUBTERRÂNEAS:
CONTRIBUIÇÕES PARA ESCOLHA DE ACESSOS DE MINA**

Tese submetida ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais da Universidade Federal do Rio Grande do Sul, como requisito parcial para obtenção do título de Doutor em Engenharia.

Orientador: Prof. Dr. Carlos Otávio Petter

Área de Concentração: Tecnologia Mineral, Ambiental e Metalurgia Extrativa

Porto Alegre

2023

CIP - Catalogação na Publicação

Cardozo, Fernando Alves Cantini

Modelagem de Escavações Subterrâneas: Contribuições para Escolha de Acessos de Mina / Fernando Alves Cantini Cardozo. -- 2023.

163 f.

Orientador: Carlos Otávio Petter.

Tese (Doutorado) -- Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Escola de Engenharia, Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais, Porto Alegre, BR-RS, 2023.

1. escavações subterrâneas. 2. modelamento de projetos. 3. mineração subterrânea. 4. infraestrutura de mina. I. Petter, Carlos Otávio, orient. II. Título.

Fernando Alves Cantini Cardozo
Eng. de Minas, Eng. Civil, MSc.

**MODELAGEM DE ESCAVAÇÕES SUBTERRÂNEAS:
CONTRIBUIÇÕES PARA ESCOLHA DE ACESSOS DE MINA**

Esta Tese foi julgada adequada para a obtenção do título de Doutor em Engenharia, na área de Tecnologia Mineral e Metalurgia Extrativa e aprovada em sua forma final pelo Orientador e pela Banca Examinadora designada pelo Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais (PPGE3M) da Universidade Federal do Rio Grande do Sul.

Prof. Dr. Carlos Otávio Petter
Orientador

Porto Alegre, 03 de março de 2023.

Banca Examinadora:

Prof. José Margarida da Silva (UFOP)

Dr. pela Universidade Federal de Minas Gerais

Dr. Nelson Rodrigues de Albuquerque (ROV-Brasil)

Dr. pela Pontifícia Universidade Católica do Rio de Janeiro

Prof. Diogo Peixoto Cordova (UNIPAMPA)

Dr. pela Universidade Federal do Rio Grande do Sul

*“Desde o dia em que eu te reencontrei
Me lembrei daquele lindo lugar
Que na minha infância era especial para mim
Quero saber se comigo você quer vir dançar
Se me der a mão eu te levarei
Por um caminho cheio de sombras e de luz
Você pode até não perceber
Mas o meu coração se amarrou em você
Que precisa de alguém
Pra te mostrar o amor que o mundo te dá...”*

(Izumi Sakai)

*Para Antônia,
que a felicidade seja o seu destino.*

AGRADECIMENTOS

Primeiramente, faço minhas as palavras, consagradas por Newton – *Se eu vi mais longe, fui por estar sobre os ombros de gigantes*. Assim, sou grato aos professores e mestres que tive, pessoas que mostraram paixão em ensinar e que, por mais complexa ou singela que fosse a lição, contribuíram para o caminho que fiz até aqui. Pessoas que semearam em mim a curiosidade e as bases para supri-la. Estendo, assim, acaloradamente o agradecimento aqueles que se dedicaram a fazer com que sonhássemos e sejamos inquietos.

Seria injusto e monótono citar diretamente tantas pessoas e obras que me inspiraram ou contribuíram para chegar até aqui, e espero que para ir além. Mas dentre tantos não posso deixar de agradecer e ser grato a alguns entre tantos.

A minha mãe Luci, que me deu os meios, a direção e o exemplo (que a educação transforma). A minha tia Selma (*in memoriam*), que tanto me ensinou, e que foi um exemplo de sabedoria e humildade. A minha tia Sônia e todos os demais por fazerem parte de minha construção.

Aos amigos e sempre colegas do Maria Imaculada, colégio que me forneceu a base para tudo. Se cheguei ao mais alto nível acadêmico, devo grande parte aos meus professores e colegas que em mim semearam a ideia de sempre ir um pouco além e de ser capaz. Rafael, Lucas, Jenifer, Thiago e todos os demais, sou grato pelo privilégio de ter convivido com vocês.

Aos bons amigos e professores da UFRGS, do DEMIN e DECIV, que da mesma forma que em minha formação média, me incentivaram a trilhar o caminho até este momento. Em especial, devo agradecer aos amigos de LPM/MecRochas, sobretudo Diogo Cordova e Matheus Pimenta; também ao grande amigo do começo de jornada Eduardo Hiller, assim como Gabriel Trinca, Serrão, Tatiele, Fabricio, Jordano, Leandro, Rivero, Bugs e tantos outros.

Quanto a este trabalho, devo agradecimento a meu orientador Carlos O. Petter, pela paciência, dedicação aos diversos caminhos que quis tomar, sabendo me podar de forma amigável sempre que necessário. Obrigado por acreditar no potencial deste trabalho e ao tratamento dado a ele. Não posso deixar de agradecer ao Grupo Mafmine do Laboratório de Processamento Mineral (LAPROM/UFRGS) pelo acolhimento e pelos diversos debates nas reuniões semanais do grupo. Aos irmãos Petter (Renato e Edson), Vinícius Igor e todos os demais.

Por fim, agradeço aos membros da banca por aceitarem o convite e pelas valiosas contribuições ao trabalho.

RESUMO

Com o desenvolvimento da sociedade, surgiu a necessidade de otimização do aproveitamento de recursos em todos os sentidos. Precisamos explorar jazidas antes não exploradas, bem como aproveitar melhor os espaços físicos disponíveis para a sociedade. Assim, a necessidade de aproveitamento do subsolo se sobressai, seja nas minerações em profundidade, seja na infraestrutura civil. Ambas as linhas convergem na mesma direção: o subsolo. Este trabalho visa contribuir com o conhecimento das escavações em subsolo. São apresentadas propostas de modelamentos técnico-econômicos de escavações subterrâneas, com foco na infraestrutura de acesso e método de transporte de minas subterrâneas. Nesse sentido, apresentam-se revisões técnicas sobre os temas de interesse, os quais são fundamentais ao objetivo proposto: escavações subterrâneas, modelamento, análise financeira de empreendimentos em mineração subterrânea e metodologia de tomada de decisão.

A metodologia adotada incluiu uma extensa revisão bibliográfica. Com base na revisão, foi esquematizada uma metodologia de modelamento de escavações, com foco em acessos de mina, e aplicada em estudos de viabilidade de projetos. Verificou-se que há defasagem nos limites de profundidade e produtividade para alteração de escolha entre poços e rampas em relação a metodologias clássicas de escolha; tal defasagem e divergências identificam-se também em modelos de custos igualmente utilizados nos processos de escolha e na modelagem de projetos em etapas iniciais. Desse modo, com base em projetos de viabilidade, são propostos novos limites para a metodologia de escolha por fluxograma. Assim, melhorando a aderência entre o fluxograma proposto e projetos reais de mina. No intuito de fazer convergir os critérios de escolha abordados e viabilizar a inclusão de critérios de natureza ESG, é proposta a aplicação do método analítico hierárquico AHP e sua variação MAHP para a tomada de decisão de forma multicritério e considerando incertezas. Verificou-se que a abordagem multicritério, considerando aspectos, técnicos, econômicos e socioambientais é adequada e aplicável a projetos em etapas iniciais.

Palavras-chave: escavações subterrâneas; modelamento de projetos; mineração subterrânea; infraestrutura de mina.

ABSTRACT

The development of society has brought with it the need to optimize the use of resources, in all senses. We need to exploit previously unexploited deposits, as well as make better use of the physical spaces available to society. Thus, the need to take advantage of the subsoil stands out, whether in deep mining or in civil infrastructure. Both lines converge in the same direction: the subsoil. This work aims to contribute to the knowledge of underground excavations. Proposals for technical-financial modeling of underground excavations are presented, with a focus on access infrastructure and exploitation method for underground mines. Technical reviews are presented on the topics of interest, which are fundamental to the proposed objective: underground excavations, modeling, financial analysis of underground mining projects and decision making methodology.

On the basis of this review, an excavation modeling methodology was outlined, with a focus on mine access, and applied in project feasibility studies. It was found that there is a discrepancy in the depth and productivity limits for changing the choice between shafts and ramps, in relation to classic choice methodologies; such a discrepancy and divergences are also identified in cost models also used in choice processes and in project modeling at early stages. Thus, based on feasibility projects, new bounds are proposed for the flowchart choice methodology. In this way, the adherence between the proposed flowchart and actual mine projects is improved. In order to converge the addressed choice criteria and enable the inclusion of ESG criteria, the application of the hierarchical analytical method AHP and its variation MAHP is proposed for decision making in a multicriteria way and considering uncertainties. The results show that the multicriteria approach, considering technical, economic, and socio-environmental aspects, is adequate and applicable to projects in early stages.

Keywords: underground excavations; project modeling; underground mining; mining infrastructure; decision making.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 – Estrutura metodológica e desenvolvimento do trabalho	20
Figura 2 – Estacionamento em Marseilles antes e depois do aproveitamento subterrâneo..	22
Figura 3 – Layout de mina do início do século XX com indicação de classificação de reserva.....	24
Figura 4 – Influência da evolução tecnológica na mineração subterrânea	24
Figura 5 – Métodos de lavra subterrânea	25
Figura 6 – Elementos comuns a minas subterrâneas	28
Figura 7 – Estrutura subterrânea em Karlsplatz, Munique, Alemanha	29
Figura 8 – Métodos de escavação para escavações civis.....	31
Figura 9 – Secções típicas de túneis	33
Figura 10 – Acessos ao subsolo por poços e galerias subterrâneas, representado no “De Re Metallica”, de Agricola.....	34
Figura 11 – Diagrama da relação das estruturas e parâmetros geológicos – geotécnicos para recomendações de desmonte	36
Figura 12 – Principais acessos para minas subterrâneas	41
Figura 13 – Processo de execução de <i>raisebord</i>	42
Figura 14 – <i>Raisebord</i> instalada em subsolo	42
Figura 15 – Diferenciação das propriedades típicas dos maciços rochosos	43
Figura 16 – Escalas de estudos em mecânica de rochas.....	44
Figura 17 – Propriedades de importantes fraturas para a mecânica de rochas	44
Figura 18 – Relação entre os sistemas de classificação de maciços rochosos	46
Figura 19 – Relação entre ferramentas de engenharia e design em escavações.....	49
Figura 20 – Exemplo de esquema de classificação por classes de suporte	50
Figura 21 – Tempo de autossuporte por RMR	52
Figura 22 – Sugestão de tipo de suporte em função da classificação Q.....	53
Figura 23 – Estrutura característica e simplificada de um fluxo de caixa de empreendimento em mineração.....	57
Figura 24 – CAPEX de acesso para poço e rampa para os dados de Elevli et al. (2002)	66
Figura 25 – OPEX de transporte para poço e rampa para os dados de Elevli et al. (2002)..	66
Figura 26 – OPEX de transporte para poço e rampa para os dados de Rupprecht (2011) ...	67
Figura 27 – OPEX de transporte para rampa e poço para os dados de Salama (2014)	67
Figura 28 – OPEX de transporte para rampa, poço e correia transportadora para os dados de Gonnen et al. (2012)	68
Figura 29 – OPEX médio para rampa e poço ajustado pelos dados de Elevli et al. (2002), Rupprecht (2011), Salama (2014), Gonnen et al. (2012).	69
Figura 30 – OPEX médio para rampa e poço ajustado pelos dados de Rupprecht (2011), Salama (2014), Gonnen et al. (2012).....	70
Figura 31 – Relação entre o OPEX de transporte e o OPEX total da lavra para os dados de Salama (2014).....	71
Figura 32 – Relação entre o custo de energia e o OPEX de transporte para os dados de Salama (2014).....	71
Figura 33 – CAPEX de caminhões diesel em função da capacidade	74

Figura 34 – Algoritmo de La Vergne para determinação do tipo de acesso	82
Figura 35 – Algoritmo de Moser para determinação do tipo de acesso a mina subterrânea	83
Figura 36 – Distribuição dos projetos por país.....	85
Figura 37 – Distribuição por situação do projeto	86
Figura 38 – Distribuição por método de lavra.....	86
Figura 39 – Distribuição por método de transporte.....	87
Figura 40 – Algoritmo para determinação de acesso a mina subterrânea	90
Figura 41 – Relação entre profundidade, produção e tipo de acesso escolhido	92
Figura 42 – Posicionamento da escolha de acesso e transporte frente à perspectiva ESG/Sustentabilidade	97
Figura 43 – Modelo de análise multicritério para escolha de acesso/transporte de mina	98
Figura 44 – Atlas global de risco hídrico	101
Figura 45 – Atlas global de conflitos socioambientais.....	102
Figura 46 – Atlas global de potencial de energia solar.....	102
Figura 47 – Fluxo proposto para aplicação da AHP para escolha de acesso.....	109
Figura 48 – Risco hídrico associado à localidade de Caçapava do Sul.....	115
Figura 49 – Conflitos socioambientais reportados para o Sul do Brasil	115
Figura 50 – Potencial de geração solar para Caçapava do Sul	115
Figura 51 – Distribuições das prioridades apresentadas em simulação de Monte Carlo ...	118
Figura 52 – Lei de Pareto aplicada a estudos de engenharia	134
Figura 53 – Fluxo de caixa (normal) e fluxo de caixa descontado para um dado empreendimento	135
Figura 54 – Fluxos de caixa adaptados para projetos de tempos diferentes.....	137
Figura 55 – Ilustração da sistemática do método de Monte Carlo	140
Figura 56 – Estrutura do modelo adotado proposto	148
Figura 57 – Análise de sensibilidade pelo gráfico Tornado	151
Figura 58 – Gráfico de distribuição de probabilidade do NPV (VPL) resultante da simulação de Monte Carlo.....	152
Figura 59 – Aplicação de simulação ao sistema Q e classificação de Maciço.....	156
Figura 60 – Histograma dos valores de Q simulados	157
Figura 61 – (A) Simulação das classes de maciço em função dos valores de Q. (B) Simulação das classes de suporte em função dos valores de Q, da altura e ESR da escavação	158
Figura 62 – Simulação para o tempo de autossuporte em função dos valores de RMR inferidos em função de valores de Q considerado span de 10 metros.....	159
Figura 63 – Simulação para o tempo de autossuporte em função dos valores de RMR inferidos em função de valores de Q considerado span de 5 metros.....	160
Figura 64 – Simulação para o tempo de autossuporte em função dos valores de RMR inferidos em função de valores de Q considerado span de 3 metros.....	160

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 – Comparativo entre os métodos de lavra subterrânea	27
Tabela 2 – Benefícios e desvantagens de instalações subterrâneas.....	30
Tabela 3 – Quadro comparativo entre diferentes técnicas de escavação.....	37
Tabela 4 – Estimativa de suporte necessário em função do RQD.....	50
Tabela 5 – Recomendação para escavação e suporte do sistema RMR	53
Tabela 6 – Custo de execução de túnel em função de GSI.....	56
Tabela 7 – Fator de escala por natureza de custo	60
Tabela 8 – Especificação de custos em acessos de mina subterrânea	63
Tabela 9 – Trabalhos com abordagem de custos em acesso e transporte de minas	65
Tabela 10 – Equações ajustadas aos custos operacionais de transporte e à média geral.....	68
Tabela 11 – Equações de custos operacionais para dados de Rupprecht (2011), Salama (2014), Gonnem et al. (2012)	70
Tabela 12 – Equações ajustadas para custos de instalação de acesso	72
Tabela 13 – Equações ajustadas para estimativa de frota de caminhões.....	74
Tabela 14 – Equações para especificação de estrutura de poço	75
Tabela 15 – Custo para estrutura de poço.....	75
Tabela 16 – Avaliação de opção entre poço e rampa	77
Tabela 17 – Comparação entre OPEX estimado e reportado de projetos	78
Tabela 18 – Comparação entre CAPEX estimado e reportado de projetos.....	78
Tabela 19 – “Regras de ouro” para determinação do tipo de acesso para mina subterrânea 80	
Tabela 20 – Projetos em mineração subterrânea reportados no SEDAR até 2020 e características técnicas.....	87
Tabela 21 – Minas subterrâneas e características técnicas reportadas por Costa, Silva e Lima (2017).....	89
Tabela 22 – Considerações sobre os parâmetros-chave do algoritmo.....	91
Tabela 23 – Critérios de escolha do método de acesso	96
Tabela 24 – Relação de critérios e indicadores aplicados a acessos subterrâneos na ótica ESG.....	100
Tabela 25 – Matriz de comparação dos pares frente a cada critério.....	104
Tabela 26 – Matriz normalizada dos critérios	105
Tabela 27 – Matriz de prioridades locais e prioridades globais	105
Tabela 28 – Média e variância dos pesos dos critérios.....	107
Tabela 29 – Resultado da simulação da hierarquização das opções.....	108
Tabela 30 – Sugestões de pesos atribuídos às opções frente aos critérios	110
Tabela 31 – Sugestões de pesos atribuídos por critério e faixa de variações possível	111
Tabela 32 – Itens considerados para um projeto sintético.....	113
Tabela 33 – Estimativa de CAPEX	113
Tabela 34 – Estimativa de OPEX.....	113
Tabela 35 – VPL considerado para as opções de acesso/exploração	114
Tabela 36 – Matriz de comparação dos pares frente a cada critério.....	116
Tabela 37 – Matriz normalizada dos critérios	117
Tabela 38 – Matriz de prioridades locais e prioridades globais	117
Tabela 39 – Resumo das prioridades globais por MAHP e estatística.....	118
Tabela 40 – Precisão das estimativas de custos em diferentes fases de projeto.....	134

Tabela 41 – Interpretação do fator (β)	138
Tabela 42 – Escala de Saaty	142
Tabela 43 – Índices randômicos	144
Tabela 44 – Entradas e suas respectivas variações e distribuições consideradas para a simulação	150
Tabela 45 – Fluxo de caixa determinístico do empreendimento	151
Tabela 46 – Tipos de distribuição de parâmetros dos sistemas Q e RMR	154
Tabela 47 – Valores adotados para a simulação.....	156

SUMÁRIO

INTRODUÇÃO	15
PROBLEMÁTICA	17
OBJETIVOS.....	18
METAS.....	18
ESTRUTURAÇÃO DA TESE.....	18
METODOLOGIA E ESTRATÉGIA DE AÇÃO	19
1. PARTE I.....	21
1.1 ESCAVAÇÕES SUBTERRÂNEAS.....	21
1.1.1 Mineração Subterrânea	23
<i>1.1.1.1 Comparativo entre métodos de lavra subterrânea.....</i>	<i>26</i>
<i>1.1.1.2 Infraestrutura comum à mineração subterrânea.....</i>	<i>27</i>
1.1.2 Escavação Civil	29
<i>1.1.2.1 Túneis.....</i>	<i>32</i>
1.2 ESTADO DA ARTE, MECÂNICA DE ROCHAS, MINERAÇÃO	33
1.2.1 Métodos de Escavação.....	33
1.2.2 Comparativo de Métodos.....	37
1.2.3 Estruturas para Mineração Subterrânea – Acessos Subterrâneos	39
1.3 GEOMECÂNICA.....	42
1.3.1 Classificações de Maciços.....	45
1.3.2 Relação entre Sistemas de Classificação.....	46
1.3.3 Dimensionamento e Design para Escavações Subterrâneas.....	48
<i>1.3.3.1 Suporte e escoramento.....</i>	<i>49</i>
<i>1.3.3.2 Tempo de autossuporte.....</i>	<i>51</i>
<i>1.3.3.3 Tipo de suporte a ser utilizado</i>	<i>53</i>
1.4 CONCLUSÕES PARCIAIS.....	54
2. PARTE II	55
2.1 MODELAGEM ECÔNOMICA DE ESCAVAÇÕES SUBTERRÂNEAS	55
2.1.1 Capital Inicial (CAPEX)	58
2.1.2 Externalidades	60
2.1.3 Impacto (Acessos e Infra Básica) na Análise Econômica em Mineração ..	62

2.2	CUSTOS DE ACESSOS PARA MINAS SUBTERRÂNEAS	63
2.2.1	Modelagem de Custos.....	64
2.2.1.1	<i>Participação do transporte no OPEX total da mina.....</i>	<i>70</i>
2.2.2	Custo de Execução	72
2.2.2.1	<i>Custo para frota caminhões</i>	<i>73</i>
2.2.2.2	<i>Custo para equipação de poço.....</i>	<i>74</i>
2.2.2.3	<i>Custo para equipação de correia transportadora.....</i>	<i>76</i>
2.2.3	Análise Crítica	76
2.3	CONCLUSÕES PARCIAIS.....	78
3.	PARTE III.....	80
3.1	ESCOLHA DE ACESSO	80
3.2	ALGORITMO DE ESCOLHA DE ACESSO E ADERÊNCIA	84
3.2.1	Base de Dados para Atualização de Algoritmo.....	84
3.2.2	Canadian Securities Administrators (CSA) e System for Electronic Document Analysis and Retrieval (SEDAR).....	84
3.2.3	Base de Dados	85
3.2.4	Algoritmo proposto	90
3.2.5	Conclusões Parciais	93
4.	PARTE IV	95
4.1	ANÁLISE MULTICRITÉRIO PARA ESCOLHA DE ACESSO	95
4.1.1	Base para Avaliação dos Critérios Energéticos e Socioambientais.....	99
4.1.2	Aplicação do Método AHP	103
4.1.2.1	<i>Exemplo de aplicação de AHP na escolha de acesso.....</i>	<i>103</i>
4.1.2.2	<i>Aplicação método MAHP – Monte Carlo Analytic Hierarchy Process.....</i>	<i>106</i>
4.1.2.2.1	<i>Exemplo de aplicação de MAHP na escolha de acesso.....</i>	<i>107</i>
4.1.3	Proposta de Metodologia para Análise Multicritério para Escolha de Acesso	108
4.1.3.1	<i>Análise Crítica</i>	<i>111</i>
4.1.3.2	EXEMPLO DE APLICAÇÃO.....	112
4.1.3.2.1	<i>Análise Socioambiental</i>	<i>114</i>
4.1.3.2.2	<i>AHP</i>	<i>116</i>

4.1.3.2.3	<i>MAHP</i>	117
4.1.3.3	<i>Considerações</i>	119
5.	PARTE V	120
5.1	CONSIDERAÇÕES FINAIS – AVALIAÇÃO DAS CONTRIBUIÇÕES ...	120
5.2	CONCLUSÕES	122
5.3	TRABALHOS FUTUROS	124
	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	125
	APÊNDICE I	133
	ESTIMATIVA DE CUSTOS	133
	FLUXO DE CAIXA DESCONTADO	135
	SIMULAÇÃO DE MONTE CARLO	139
	ANÁLISE MULTICRITÉRIO	140
	MONTE CARLO AHP	145
	APÊNDICE II – ANÁLISE DE RISCO APLICADA	147
	ANÁLISE DE RISCO EM PROJETOS INICIAIS DE MINERAÇÃO	147
	ANÁLISE DE RISCO EM ESCAVAÇÕES – CLASSIFICAÇÃO DE MACIÇO E SUPORTE	153
	APÊNDICE III – PUBLICAÇÕES REALIZADAS	163

INTRODUÇÃO

O aproveitamento e a exploração de recursos minerais são atividades realizadas pela humanidade há milhares de anos. A partir dessa circunstância, nasceu e desenvolveu-se a engenharia de lavra de recursos minerais, a qual se encontra altamente evoluída em termos tecnológicos. Grande parte dessa evolução é oriunda da necessidade, pois era natural que, para muitos dos bens minerais, devido ao tempo e às suas históricas explorações, as minerações de simples técnicas deixassem de ser possíveis, tanto pelo exaurimento de jazidas economicamente exploráveis, quanto pela demanda de grandes aumentos de produção para diversos fins (CARDOZO, 2015). O aproveitamento de espaços, analogamente a isso, pode tornar-se cada vez mais valioso em nossa sociedade, visto que se trata de um recurso também em vias de escassez.

Estas e outras tantas questões instigam profissionais de diferentes áreas, como ambientalistas, mineradores, economistas e até mesmo sociólogos. De fato, a exploração mineral é uma das atividades mais interdisciplinares realizadas pela humanidade. Tanto é que, na Europa, grande parte das escolas de ciências exatas atuais teve sua origem em escolas de minas, as quais eram voltadas ao aperfeiçoamento e ao ensino da exploração mineral. Citam-se, a título de exemplo, as escolas de minas francesas.

Com o declínio da exploração de jazidas de fácil exploração, superficiais e de altos teores, a atividade praticamente se extinguiu em várias regiões, como na Europa, e migrou para Américas, Oceania e Ásia. Sendo exploradas jazidas cada vez mais profundas e de menores teores, aumenta proporcionalmente a demanda de tecnologia e planejamento, a fim de manter a atividade viável sob todos os aspectos, tornando-se uma atividade de caráter multidisciplinar. Tal multidisciplinaridade reflete-se plenamente na arte tuneleira, nascida da exploração mineral e migrada para fins diversos, por muitos considerada como uma arte à parte de sua origem, responsável pelo desenvolvimento da infraestrutura hoje necessária à sociedade moderna, reduzindo distâncias e alimentando o aproveitamento dos espaços urbanos (TATIYA, 2005).

Naturalmente, com a crescente complexidade da exploração de recursos (sejam minérios ou espaços), os riscos em investir nessas atividades mostram-se mais em evidência nos dias atuais. Esses riscos são de diferentes origens e refletem-se nas estratégias a serem adotadas para a realização da atividade e nos retornos que estas irão apresentar (PETTER, 2015). Nesse contexto, o estudo de viabilidade preliminar do empreendimento é desenvolvido com a finalidade de orientar a conveniência ou não de comprometer recursos com detalhamento

geológico, estudos de tecnologia mineral e outras iniciativas necessárias ao desenvolvimento, no caso em questão, de um projeto mineiro.

As avaliações efetuadas nas etapas preliminares são, em sua maioria, estimativas com razoável grau de imprecisão, já que as informações disponíveis sobre a jazida e o minério estão incompletas e somente serão intensificadas se houver intenção de prosseguir no projeto, embora essa decisão deva ser tomada com base nas avaliações econômicas preliminares. De acordo com a metodologia de desenvolvimento de projetos de capital, com terminologia de etapas FEL (*Front End Loading*), o estudo de engenharia nessa etapa corresponde à fase FEL1 – análise de negócio, que pode ser considerada equivalente ao que Reynolds chama de fase conceitual (apud AUSSIM, 1993), em que o autor admite uma imprecisão de 50%.

São conhecidas diversas publicações com o objetivo de auxiliar nessa fase de projeto de engenharia nas áreas de mineração e escavações. Algumas dizem respeito somente à tarefa de estabelecer valores de compra e custos operacionais para equipamentos, instalações e serviços; outras, à tarefa de dimensionar equipamentos e instalações. Um trabalho bastante divulgado – e frequentemente utilizado em guias e manuais para projetos mineiros – expõe os gráficos e fórmulas conhecidos como Modelo de O’Hara. Esse estudo foi publicado inicialmente no Canadian Intitute of Mining and Metallurgy Bulletin (1980), tendo sido revisado e atualizado por O’Hara e Suboleski para o SME Mining Engineer Handbook (1992), e recentemente compilado no software MAFMINE (D’ARRIGO, 2012).

Os modelos de O’Hara representam equações paramétricas de estimativas de custos e parâmetros de projeto, por meio dos quais, em função de parâmetros de entrada, nos é fornecida uma saída: a estimativa de custo. Tal funcionalidade é almejada na proposta de contribuição deste trabalho, não só na forma de complementação e atualização da ferramenta no tocante à escolha de acessos e estimativa de custos, como também no entendimento da ferramenta para tomada de decisão e sua interação com outras.

Para o desenvolvimento da presente tese, como subsídio ao estado da arte e à proposta de contribuição para elaboração do projeto conceitual expedito, foram revisitadas mais de 150 publicações, entre teses, dissertações, monografias, livros e artigos científicos, englobando os temas de escavação subterrânea, geomecânica, mineração, escavação, economia e engenharia de produção em escavações e na mineração, entre outros. A partir da bibliografia consultada, verifica-se, em um primeiro momento, a carência de materiais que façam uma abordagem da modelagem de escavações e identificações de seus fatores/critérios de interesse. Também relacionado à proposta de trabalho (especificada a seguir), verificam-se carências e

desatualizações nos algoritmos ou modelos a serem seguidos para projetos conceituais de escavações subterrânea, o que resulta em uma grande quantidade de conhecimento difuso.

PROBLEMÁTICA

Consistentes trabalhos referentes à análise econômica e estimativa de custos em mineração já foram publicados no Brasil, a citar Carriconde (2010), Dick (2007), Baudson (2008), Barboza (2005) e, mais recentemente, Petter (2015). Entretanto, esses trabalhos não se aprofundam em metodologia de modelamento técnico e na sua influência na economicidade de projetos, sobretudo na execução de infraestrutura para minas subterrâneas, tampouco contemplam fatores de variabilidades impactantes, como propriedades geomecânicas, fatores operacionais de lavra, variabilidade geológica, etc. De mesma forma, pouco se discute quanto à aplicação de outras ferramentas para a tomada de decisão em projetos iniciais em mineração subterrânea. Com relação a modelamento técnico, raras são as abordagens.

Atualmente, existem diversas ferramentas de análise econômica expedita, como MAFMINE (D'ARRIGO, 2012), desenvolvido na UFRGS, que ainda carece de aprofundamento e atualização no quesito de detalhamento de infraestrutura, especialmente a mineração subterrânea. As carências relacionadas ao desenvolvimento deste trabalho referem-se especificamente a custos de execução de acesso, operacionalização e tomada de decisão sobre opções referentes à infraestrutura básica. Considerando-se outras aplicações, como o desenvolvimento de infraestruturas subterrâneas diversas, tais como túneis, depósitos subterrâneos, estacionamentos, estações e canais, há ainda maior carência de estudos em modelamento técnico e econômico, assim como nas aplicações de modelos e tomada de decisão.

Estudos como os de Da Costa (2013), em que se desenvolve modelagem para escavações de túneis com foco na geometria do desmonte, ou de Miranda (2003), no qual se desenvolve um algoritmo para cálculo de propriedades geotécnicas do maciço, são escassos, bem como suas possibilidades de aplicações. Observa-se, então, uma carência em abordar de maneira aprofundada e sinérgica a modelagem de escavações subterrâneas e a tomada de decisão a isso relacionada. Identificou-se como problemática prioritária, assim, o caso de escolha de tipo de acesso e vias de exploração para minas subterrâneas.

OBJETIVOS

A presente tese visa atender uma demanda pouco trabalhada: a análise de projetos em escavações mineiras (acessos e desenvolvimento), revisitando a metodologia de modelamento de projetos em escavações subterrâneas, com o objetivo de aplicação em infraestrutura, levando em conta os diversos fatores e componentes estruturantes de um projeto de trabalho em subsolo com foco em acessos e transporte de minas. Quanto à tomada de decisão, pretende-se apresentar uma metodologia de análise com vistas à viabilidade de comparação probabilística de resultados esperados e ao modo como a variabilidade de dados de entrada do modelo (de projeto preliminar) afeta a economicidade do projeto e a tomada decisão. Desse modo, objetiva-se contribuir para o processo de tomada de decisão quanto ao investimento em projetos e aprofundamento de estudos, a ser realizado posteriormente em estudos conceituais e de pré-viabilidade. Assim, as ferramentas abordadas e metodologias apresentadas podem servir de base para outras aplicações nas avaliações e na elaboração de projetos preliminares na área de escavações subterrâneas.

METAS

- Desenvolver contribuições à metodologia para modelamento técnico-econômico de projetos, considerando-se a variabilidade de fatores.
- Incorporar aos modelos a variabilidade de fatores, como geomecânica, geoestatística e planejamento de lavra, possibilitando a execução de análise de risco.
- Compilar o estudo no desenvolvimento de um algoritmo que contribua para o modelamento técnico-econômico de projetos de mineração subterrânea e a escolha de acesso de mina.
- Adaptar o algoritmo gerado a softwares de estimativas e projetos conceituais, como MAFMINE.

ESTRUTURAÇÃO DA TESE

A tese encontra-se dividida em cinco partes e três apêndices:

- Introdução: apresentação da problemática, das metas, dos objetivos e das principais contribuições.

- Parte I: apresenta o estado da arte de escavações subterrâneas de forma generalista, abordando pontos que se relacionam com critérios de tomada de decisão por projetos subterrâneos. É abordado o tema da escolha de acesso a minas subterrâneas.
- Parte II: apresenta a relação técnico-econômica de escavações com foco nos custos de acesso subterrâneas em um primeiro momento e, posteriormente, visa à avaliação da aplicabilidade de ferramenta de análise de risco em modelos relativos à mineração subterrânea com foco em acessos.
- Parte III: apresenta proposta de atualização de algoritmo para a escolha de acesso e via de transporte para minas subterrâneas com base em estudos de viabilidade.
- Parte IV: propõe uma aplicação de AHP e MAHP para escolha de acesso, abrangendo aspectos técnicos e ESG, assim como compilando as partes anteriores.
- Parte V: apresenta as considerações finais e conclusão do trabalho.
- Apêndice I: apresenta uma revisão teórica complementar às Partes II e III no tocante às ferramentas abordadas e aplicadas.
- Apêndice II: apresenta exemplos de análise de risco aplicada a problemas de modelamento em mineração e escavação subterrânea.
- Apêndice III: apresenta as publicações realizadas que se relacionam à tese ou que se derivaram diretamente desta.

METODOLOGIA E ESTRATÉGIA DE AÇÃO

Primeiramente, foi realizada uma extensa revisão bibliográfica, com o objetivo de gerar conhecimento quanto ao estado da arte das escavações e ao modelamento de projetos. Com base nesse conhecimento, foi esquematizada uma metodologia de modelamento de escavações, com foco em infraestrutura mineira, com possibilidade de outras aplicações. Tal metodologia terá a finalidade de prever viabilidade de projetos quanto a critérios técnicos e econômicos.

A pesquisa bibliográfica baseou-se em publicações nacionais e internacionais, conforme relacionadas no item Referências Bibliográficas, apresentado mais adiante. A revisão bibliográfica foi desenvolvida de forma sistemática e de forma tradicional direcionada. Na revisão sistemática, foram utilizadas combinações de palavras-chave e termos de interesse nas principais bases científicas; na pesquisa tradicional, realizaram-se buscas em cadeia em publicações alinhadas ao tema da tese. Os principais termos utilizados foram os seguintes: mineração subterrânea ou escavação subterrânea, em combinação com análise econômica, pré-

viabilidade ou escolha de acessos. Além das bibliografias referentes ao modelamento, para o estado da arte da escavação subterrânea e de modelamentos empíricos, foram visitadas publicações clássicas e de referência na área, com a finalidade de traçar um panorama da evolução do tema abordado. Igualmente, mediante contato com empresas e profissionais do setor, foram coletados dados de segmentos que atuam no desenvolvimento de projetos de escavação para a produção mineral e demais escavações no Brasil, com vistas a embasar o desenvolvimento e as conclusões do trabalho. O tema fora debatido ao longo do período de elaboração da tese com o grupo de trabalho MAFMINE, vinculado ao Laboratório de Processamento Mineral (LAPROM) da Universidade Federal do Rio Grande do Sul (UFRGS). Esse grupo foi composto por pesquisadores (em nível de mestrado e doutorado) e profissionais com relevante expertise nos temas de mineração e projetos.

Uma vez estabelecido o referencial quanto às escavações subterrâneas, ao modelamento e à análise econômica de projetos, as ferramentas e aplicações potenciais foram avaliadas, debatidas e estruturadas no intuito de contribuir para o tema, colaborando com a estruturação do aplicativo MAFMINE, na subárea de mineração subterrânea, e apresentando novas aplicações nas ferramentas de modelagem de projetos com aplicação de análise de risco e multicritério. Embora não fossem os objetivos centrais da pesquisa, estas foram aplicações realizadas no desenvolvimento. A Figura 1 apresenta a estruturação metodológica e o desenvolvimento do trabalho.

Figura 1 – Estrutura metodológica e desenvolvimento do trabalho



Fonte: elaborado pelo autor.

1. PARTE I

Esta seção visa, sobretudo, revisitar e compilar o conhecimento acerca do tema proposto, abrangendo a execução, o uso e a importância das escavações subterrâneas, de modo a subsidiar não somente o desenvolvimento de modelos técnicos de escavação, como também a tomada de decisão, servindo como ponto de partida para diferentes caminhos e citando, a título exemplificativo, estudos, aplicações práticas e, principalmente, futuras perspectivas. São revisitados e compilados aspectos técnicos referentes ao meio subterrâneo, à caracterização geotécnica/geomecânica e sua aplicação às escavações, ao design de escavação e ao dimensionamento de suportes. Assim, destacam-se os pontos a serem abordados nas próximas sessões, com enfoque às opções para escolha de tipo de acesso e meio de transporte de minas subterrâneas. Portanto, a parte que aborda o tema geomecânica visa embasar desenvolvimentos que irão complementar a abordagem sobre modelos aplicados a escavações subterrâneas.

1.1 ESCAVAÇÕES SUBTERRÂNEAS

Dentre todo o conhecimento disponível acerca da exploração subterrânea, alguns preceitos são latentes, como tratar-se de uma realidade e do futuro da sociedade. Isso ocorre devido a fatores como minimização de impactos ambientais (RÖNKÄ, RITOLA e RAUHALA, 1998) e/ou otimização de recursos (ALMEIDA, 2001; CURI, 2017). Nessa referência, a otimização de recursos podemos tratar em amplo sentido, uma vez que vemos desde o simples aproveitamento dos espaços urbanos (GODARD, 2004; SARCHENKO, 2016) até a otimização da exploração de recursos minerais, como na mineração. Com o exaurimento de jazidas exploráveis a céu aberto, temos a necessidade de exploração subterrânea (BAKHTAVAR, SHAHRIAR e ORAEE, 2008; CURI, 2017), que muitas vezes, além da viabilidade técnico-econômica, tende a apresentar um menor impacto ambiental que a exploração em céu aberto.

Almeida (2001) analisa exemplarmente como a exploração subterrânea, em sentido amplo, é uma alternativa viável à realidade brasileira, sobretudo para os centros urbanos, sendo uma forma de minimização de impactos ambientais e otimização de recursos, no exemplo das cidades onde os espaços urbanos tornam-se de grande valor ou onde os passivos estéticos da exploração mineral não são bem-vistos. Este último é típico de cidades que convivem com a mineração em suas cercanias ou mesmo dentro de seus limites, como no caso de diversas cidades de médio a grande porte, a citar Criciúma/SC, Belo Horizonte/MG, entre tantas outras do Brasil e do mundo afora.

Em termos de aproveitamento de espaços urbanos, temos exemplos como aqueles elencados por Haack (2000) e Godard (2004), que apresentam algumas aplicações de utilização de espaços subterrâneos e seus proveitos à sociedade, como na Figura 2, cujo aproveitamento do subterrâneo (nesse caso, a estrutura para estacionamento) agrega valor à superfície, melhorando a mobilidade e, conseqüentemente, o bem-estar social da população local.

Figura 2 – Estacionamento em Marseilles antes e depois do aproveitamento subterrâneo



Fonte: adaptado de Godard (2004).

Sobre a exploração dos recursos minerais via subterrânea (lavra subterrânea), sua importância é simplesmente implícita, bastando analisarmos a sociedade ao nosso redor. Dificilmente encontraremos algo que não seja simplesmente proveniente da exploração (i), beneficiado de minério (ii) ou que não seja modificado com adição de produtos minerais. Entretanto, os recursos minerais são sabidamente finitos, sendo natural que para alguns recursos (minérios) não tenhamos mais reservas de fácil exploração (a céu aberto), seja por exaurimento, seja por características locais.

Outros fatores também tendem a ser altamente ponderadores para direcionar as explorações para a via subterrânea, como fatores econômicos, ambientais, socioeconômicos, políticos e urbanísticos. Os exemplos são diversos, como a ausência de reservas de sal, que leva a uma improvável lavra subterrânea de sal em países da Europa ou no Brasil, com o exaurimento das reservas mineráveis a céu aberto de carvão no sul catarinense, que levou ao desenvolvimento da exploração em profundidade. Observamos que a exploração, de modo geral, sendo financeiramente vantajosa, se desenvolverá, fato que leva à expansão de reservas exploráveis via subterrânea, principalmente para commodities de autovalor (ouro).

Silva (2018) apresenta o contexto de escavações subterrâneas como um todo. Diversos autores (BRADY, BROWN, 1995; SILVEIRA, 2011; QUEVEDO, 2017; CURI, 2017, entre

outros) tendem a fazer diferenciação entre escavações subterrâneas quanto à finalidade: civil e mineira. Assim, cabe às escavações civis normalmente túneis rodoviários, ferroviários e escavações urbanas em geral, tais como depósitos e estações subterrâneas, estacionamentos, etc. Por sua vez, as escavações mineiras são restritas à exploração de minas. Entretanto, tal diferenciação é muitas vezes frágil, sendo extremamente tênues (ou até mesmo inexistentes) suas diferenças, considerando-se os métodos de escavação, os suportes utilizados e a finalidade, além de, em certos casos, a confiabilidade requerida.

Silveira (2011), por exemplo, defende a diferenciação em função de diferenças na expectativa de vida útil. Contudo, tal argumento não se sustenta ao considerar, em certos casos, minas de altos requisitos em confiabilidade, tais como minas de grande vida útil, principalmente se não limitarmos a comparação a estruturas de uso público, como túneis rodoviários. Tatiya (2005) destaca que a relação entre a mineração subterrânea (*underground mining*) e a escavação de túneis (*tunneling*) é muito antiga e fechada, devido ao fato de que se utiliza a maioria dos métodos, das técnicas e dos equipamentos em ambas. Assim, com as tecnologias desenvolvidas sobre uma, encontra-se grande campo de aplicação em outra.

Obviamente temos quesitos a considerar, como a temporalidade da exploração mineral, a qual se reflete em menor confiabilidade da estrutura do que túneis rodoviários (civis). Entretanto, temos necessidades ainda maiores para escavações com outras finalidades, como nucleares e de espaços públicos (estações de metrô, entre outras). Ainda quanto à mineração, deve-se considerar a crescente exigência pela segurança das estruturas, o que exige crescente confiabilidade das estruturas, principalmente das estruturas permanentes, fazendo, assim, com que estas se aproximem cada vez mais das ditas “escavações civis” com estruturas comuns à mineração subterrânea, a saber: planos inclinados, poços, galerias principais, áreas e abrigos destinados a situações de emergências, entre outras que serão especificadas a seguir.

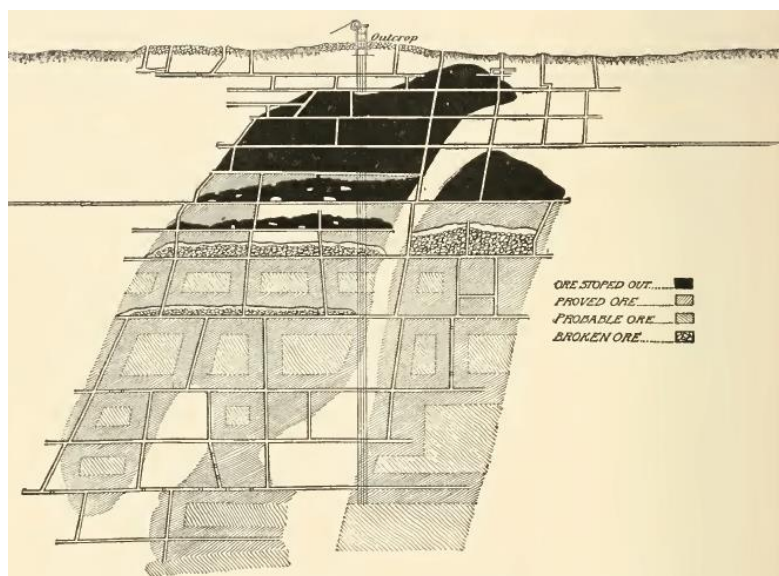
1.1.1 Mineração Subterrânea

Juntamente com a agricultura, a mineração integra as duas atividades essenciais à humanidade, sendo estas interdependentes, uma vez que, enquanto consumidores, precisamos de toda sorte de minérios para o nosso desenvolvimento como sociedade. Não por acaso, a mineração é a atividade econômica (e de subsistência) das mais remotas exercidas pela humanidade, como salienta Curi (2017).

Já em 1874, Joseph Henry Collins, no livro *Principles of metal mining* (COLLINS, 1874), destacava a importância e a inter-relação de diferentes áreas do conhecimento no

processo de mineração subterrânea, como a geologia, a mineralogia, a química e a mecânica, sendo estas fundamentais para projetar de maneira adequada o processo de mineração e todas as suas estruturas, especialmente a tecnologia de escavação e o conhecimento quanto a propriedades e ao comportamento das rochas. Na Figura 3, temos a representação de uma mina subterrânea do início do século XX.

Figura 3 – Layout de mina do início do século XX com indicação de classificação de reserva



Fonte: Hoover (1909).

Hoover (1909) afirmava que o desenvolvimento em mineração tinha duas funções: procurar por minério e desenvolver as vias para a sua extração. Segundo o autor, em sua época, só haveria certeza quanto ao minério ao se chegar a ele, o que tornava a exploração mineral algo extremamente incerto e custoso. O advento de recursos tecnológicos e de novos processos tornou aproveitáveis reservas antes não lavráveis. Vemos tal fato principalmente na mineração subterrânea, em que novas tecnologias levaram a uma maior produtividade e, conseqüentemente, a menores custos, o que viabiliza o aproveitamento de mais jazidas (Figura 4).

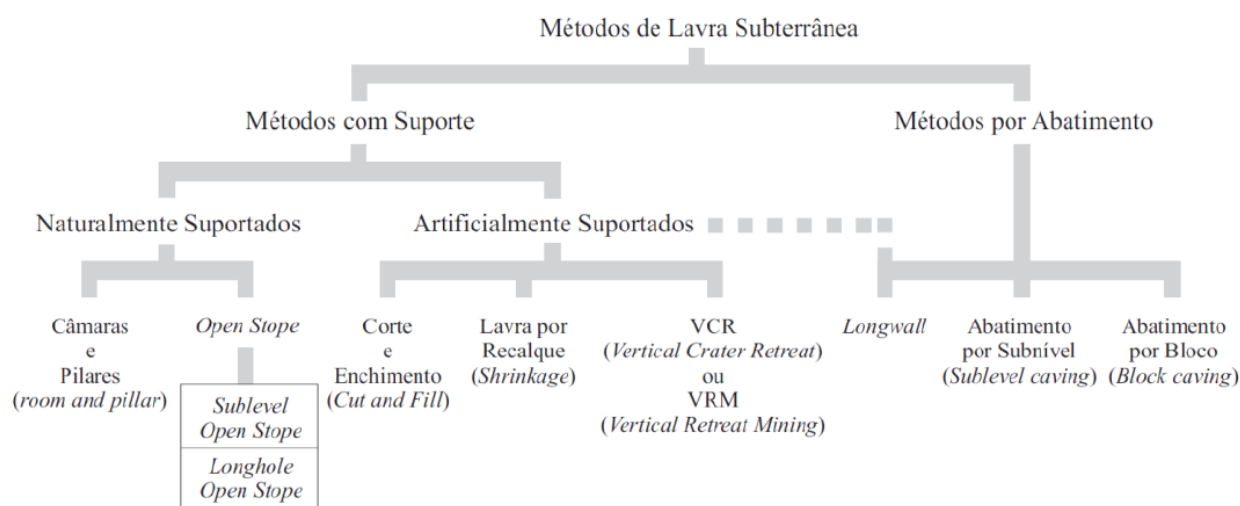
Figura 4 – Influência da evolução tecnológica na mineração subterrânea



Fonte: elaborado pelo autor.

Particularmente, é possível ver na lavra subterrânea uma maior dinâmica de opções do que na lavra a céu aberto, na forma de maiores opções de métodos e tecnologias, as quais sempre propõem maior aderência a uma determinada situação, normalmente relacionada à jazida (corpo de minério). Comparativamente, se a céu aberto coexistem três principais métodos de lavra (*open pit, stripping mining, quarry mining*), na lavra em subsolo ocorre uma gama muito maior de métodos básicos, incluindo suas variáveis e adaptações possíveis, como pode ser visto na Figura 5, que apresenta a ramificação dos métodos de lavra subterrânea em função de suas classificações quanto a aspectos de suporte.

Figura 5 – Métodos de lavra subterrânea



Fonte: adaptado de Brady e Brown (1995).

Os métodos são classificados, em primeiro nível, quanto à integridade do meio (maciço rochoso), lavra por abatimento ou com suporte, e posteriormente subclassificando os métodos com suporte em naturalmente suportados e artificialmente suportados. Fatores como tipo de minério, valor a este associado, volume da jazida, características geotécnicas das rochas do minério e das rochas encaixantes obviamente são norteadoras da escolha do tipo de lavra a ser desenvolvido.

Quanto aos tipos de jazidas para a lavra subterrânea, Curi (2017) propõe a divisão em quatro formas, as quais, por vez, norteiam a escolha pelo método de lavra:

- Isométricas: apresentam certo grau de isometria, apesar de haver irregularidades, com dimensões mais ou menos similares entre si. Podem ser de dois tipos: maciços (com

grandes dimensões, vindo a atingir vários quilômetros) ou bolsões (com dimensões limitadas a dezenas de metros).

- Colunares: apresentam maior extensão na direção vertical.

- Tabulares: têm predominância em duas das três dimensões (largura e profundidade), com espessura reduzida e normalmente constante; na maioria das vezes, trata-se de corpos horizontalizados.

- Lentes: têm forma e dimensões irregulares nas três direções do corpo.

1.1.1.1 Comparativo entre métodos de lavra subterrânea

Tendo em vista as características dos principais métodos de lavra, a Tabela 1, compilada inicialmente por Tatiya (2005), apresenta um resumo comparativo entre os métodos de lavra subterrânea. Tal comparação pode ser relevante para a escolha por um método de lavra em projetos iniciais (conceituais), embora se deva considerar que, para muitos ambientes e tipos de jazidas, mais de um método de lavra pode apresentar-se como adequado, assim como mais de um método pode vir a ser aplicado, sendo inclusive comum o uso de diferentes métodos associados para alguns casos.

Tabela 1 – Comparativo entre os métodos de lavra subterrânea

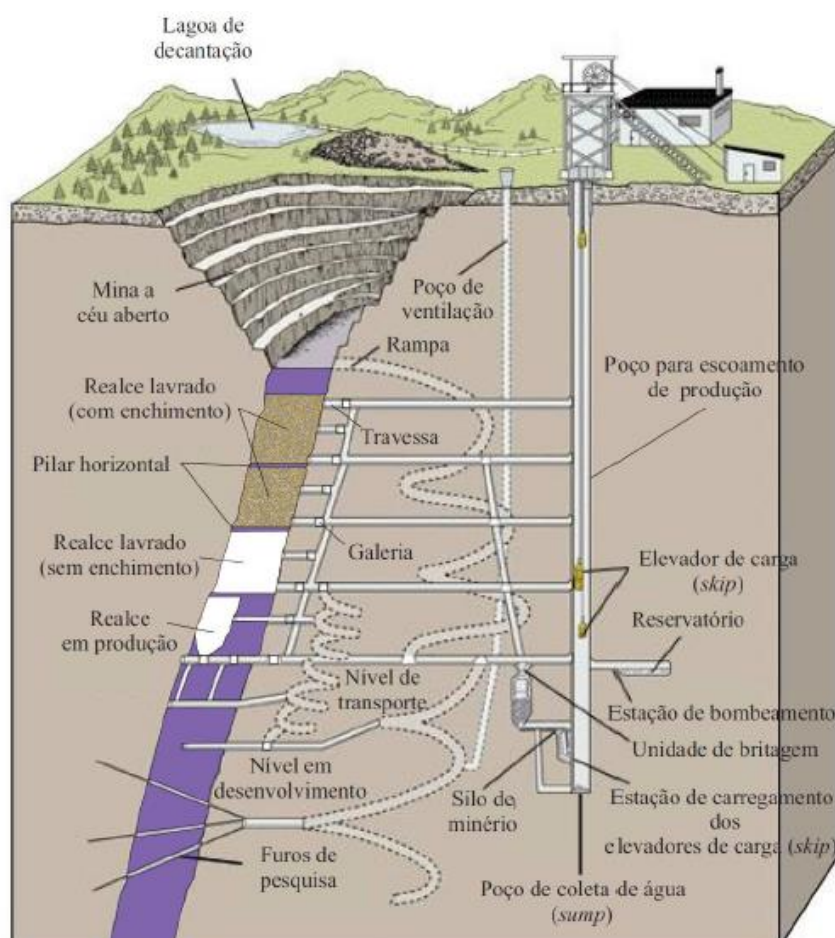
Método	Room & Pillar	Stope & Pillar	Shrinkage Stoping	Sublevel Stoping	Cut & Fill	Stull Stoping	Square Set Stoping	Longwall	Sublevel Caving	Block Caving
Custo relativo % (em relação ao Sq. Set stoping)	30	30	50	40	60	70	100	20	50	20
Produção ton/homem*avanço	30-80	30-50	5-10	15-30	10-20	-	1-3	75-180	20-40	15-40
Recuperação %	75	75	75-85	75	90-100	>90	+100	70-90	90-125	90-125
Diluição %	10-20	10-20	<10	>20	5-10	5-10	baixa	10-20	10-35	10-20
Powder factor kg/ton	-	-	-	0,15-0,30	0,25-0,60	-	-	-	0,3-0,4	0,05-0,10
Desenvolvimento	pequeno	pequeno	moderado	lento e extenso	pequeno - moderado	baixo	baixo	baixo	alto	lento, extenso & caro
Capital requerido	moderado	moderado	baixo	moderado - alto	moderado - alto	baixo	baixo	moderado - alto	moderado -alto	alto
Flexibilidade	Flexível	Flexível	Flexível	moderado	Inflexível	Flexível	Flexível	Não Flexível	Inflexível e Rígido	Inflexível e Rígido
Seletividade	Seletivo	Seletivo	Moderado	Não Seletivo	Seletivo	Seletivo	Seletivo	Não Seletivo	Caving	Caving
Ground control	requer monitoramento	requer monitoramento	bom	bom	excelente	bom	requer monitoramento	ocorre subsidência	ocorre subsidência	ocorre subsidência
Segurança	ventilação ruim	moderada	ruim	pouca exposição a insegurança	bons índices de segurança	requer mais suporte	pouca segurança, perigo de incêndios	boa segurança, algum risco de incêndio/gases	boa segurança	-
Aplicação	popular para minas de carvão	limitado para minas metalíferas	mineração de pequena escala	muito popular, método moderno	aplicável em varias condições	não popular	método caro, aplicável a maciços de pessimas condições	popular para minas de carvão	altas produções, mas com grande desenvolvimento	eficiente para altas produções

Fonte: adaptado de Tatiya (2005).

1.1.1.2 Infraestrutura comum à mineração subterrânea

Como visto na descrição dos principais métodos de lavra, existem alguns elementos comuns a todos, sendo o desenvolvimento de algumas estruturas físicas o principal elemento comum à maioria dos métodos de lavra subterrânea. Destacam-se, nesse sentido, as estruturas de acesso a ser desenvolvido junto ao corpo de minério, além de poços de ventilação e/ou transporte e estruturas auxiliares, como depósitos, abrigos de emergência e demais estruturas, incluindo oficinas em subsolo. Na Figura 6, estão descritas as indicações de tais elementos.

Figura 6 – Elementos comuns a minas subterrâneas



Fonte: Charbel (2015).

Cabe salientar que grande parte dessas estruturas apresenta caráter de maior tempo de utilização, sendo empregadas muitas vezes por toda a vida útil da mina, como poços e rampas. Porém, tais estruturas podem ser limitantes, uma vez que sua impossibilidade de utilização significaria interrupção na produção. Visto isso, é natural concebermos que tais estruturas carecem de maior confiabilidade que as demais, como as temporárias, o que se refletirá em um projeto e em uma execução mais cuidadosos, com menor margem de risco, exigindo-se maiores fatores de segurança.

Sendo assim, havendo elementos comuns e mais de um método de lavra subterrânea, o estudo do desenvolvimento dessas estruturas comuns a diferentes opções de mina torna-se algo passível de constante desenvolvimento, não se restringindo a uma única aplicação, como por vezes a própria produção (caso de galerias). Consideram-se as particularidades dos corpos de minério, que podem vir a limitar o dimensionamento e a reaplicação de soluções escolhidas para outros ambientes específicos.

1.1.2 Escavação Civil

Um interessante ponto para a compreensão da finalidade das escavações civis e toda a sua abrangência está na própria etimologia da expressão. Em primeiro lugar, é necessário esclarecer o termo “civil”, alvo de interpretações equivocadas, que deturpam e restringem sua aplicação. Queiroz (2009) explica que esse vocábulo tem sua origem em *ingenium civitas*, que em latim significa “engenharia da civilização”, ou “engenharia das cidades”, em uma tradução contextualizada.

Nota-se que a origem etimológica do termo também o aproxima das grandes obras de infraestrutura, como as tipicamente desenvolvidas nas escavações, as quais têm por objetivo o aprimoramento da civilização, seja otimizando espaços, seja criando caminhos, seja adaptando-se às demais aplicações em benefício da sociedade. Na Figura 7, observamos a utilização do espaço subterrâneo em benefício de sociedade, assim como na Figura 2. Haack (2000), por exemplo, destaca que a execução de túneis (rodoviários e ferroviários) tem um papel fundamental no desenvolvimento e na urbanização de cidades, seja “desafogando” o tráfego em superfície, seja ligando rapidamente zonas industriais a residenciais.

Figura 7 – Estrutura subterrânea em Karlsplatz, Munique, Alemanha



Fonte: Gamayunova e Gumerova (2016).

Nessa linha, talvez tenhamos a melhor diferenciação entre as escavações mineiras e civis, sendo que as mineiras têm por finalidade a exploração de recursos para o fornecimento destes como subsídio à sociedade, incluindo o fornecimento de minérios, como metais e

agregados, podendo ser classificada em uma ampla esfera como um “meio” para outro objetivo. Já as obras civis apresentam um maior caráter de fim, sendo a própria escavação e a finalidade desta o objetivo fim, este servindo diretamente à sociedade. Como exemplo, temos minas de metais, as quais fornecem metais necessários às edificações e demais obras, sendo um meio, e temos túneis, que são utilizados diretamente por uma população.

A Tabela 2, compilada a partir de Sterling (2000), oferece algumas considerações quanto às vantagens e desvantagens de instalações subterrâneas em sentido amplo, embora apresente maior relevância para usos civis (túneis e instalações).

Tabela 2 – Benefícios e desvantagens de instalações subterrâneas

Questões Prioritárias	Subcategoria	Benefício Potencial	Desvantagem Potencial
Riscos Físicos e Institucionais	Locação	Proximidade Provisão de serviços Falta de espaço em superfície	Geologia desfavorável Geologia incerta
	Isolamento	Climático <i>térmico, clima severo, fogo, alagamento</i> Proteção <i>sonora, vibração, explosão, falhas</i> Segurança <i>Acesso, superfície protegida</i> Contaminação materiais perigosos, processo perigosos	Climático <i>térmico, inundação</i> Problemas psicológicos do trabalhador Segurança contra incêndio
	Preservação	Estética <i>Impacto visual, designer interior</i> Ambiental <i>Paisagem natural, ecológico, escoamento de águas</i>	Estética <i>Impacto visual</i> Ambiental <i>Degradação in situ, drenagem, poluição</i>
	Layout	Topografia livre Planejamento 3D	Suporte de teto Limitação de espaço Limitação de acesso Adaptabilidade Drenagem
	Institucional	-	Aquisição de superfície Permissões Códigos de obras Incertezas nos investimentos
Custos	Custos Iniciais	Oferta de materiais escavados (agregados) Economia em aquisição de terras (superfície) Economia na construção <i>sem suporte artificial, independência de fatores climáticos</i>	Trabalho em condição confinada Suporte da escavação Limitação de acesso Custo incerto <i>geologia, contratual, legislações</i>
	Custos Operacionais	Manutenção Seguros Energia	Acessos de equipamentos e materiais Acesso de pessoal Ventilação e iluminação Manutenção e reparos

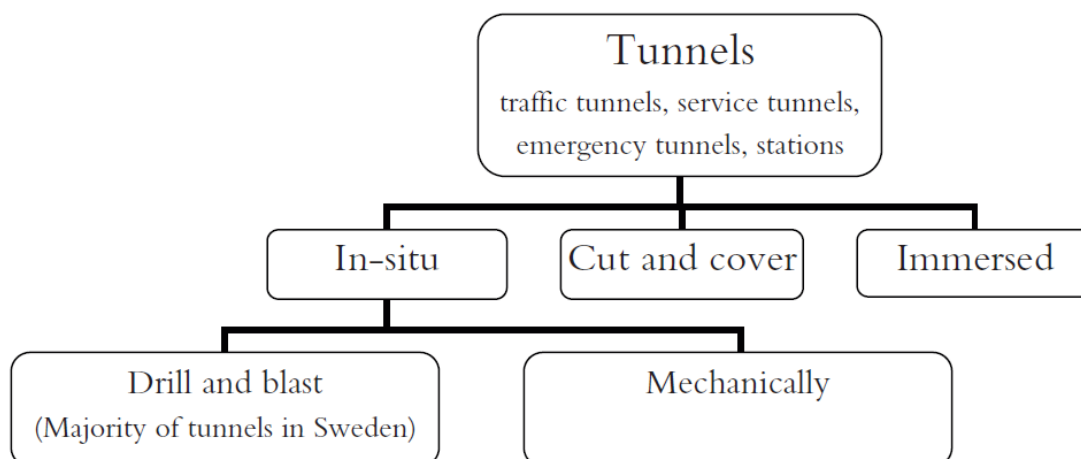
Questões Sociais	-	Eficiência no uso da terra Eficiência de transporte e circulação Conservação de energia Ambiental/Estética Prontidão para desastres Segurança nacional Menos perturbação de construção	Degradação ambiental Mudanças permanentes Energia requerida
------------------	---	--	---

Fonte: adaptado de Sterling (2000).

Dentre as diversas tipologias de escavações do âmbito civil, podemos citar túneis (rodoviários e ferroviários), depósitos (variadas finalidades) e abrigos subterrâneos (de uso geral). Tipicamente são túneis as estruturas que apresentam maior similitude construtiva e geométrica entre si, o que, por sua vez, permite várias fontes de dados sobre estes, gerando soluções até certo ponto generalistas. Já outras estruturas, como depósitos e abrigos, por apresentarem grande variação de finalidades (o que se reflete em variadas geometrias), necessitam de soluções muitas vezes individualizadas.

De modo particular, as escavações subterrâneas no âmbito civil são tipicamente classificadas de acordo com o seu método de execução (mecanizada ou convencional, com uso de explosivos), este, por sua vez, sendo bastante condicionado pela finalidade e pelo ambiente. Na Figura 8, vemos o diagrama de subdivisão de métodos de escavação de túneis apresentado por Lundman (2011).

Figura 8 – Métodos de escavação para escavações civis



Fonte: Lundman (2011).

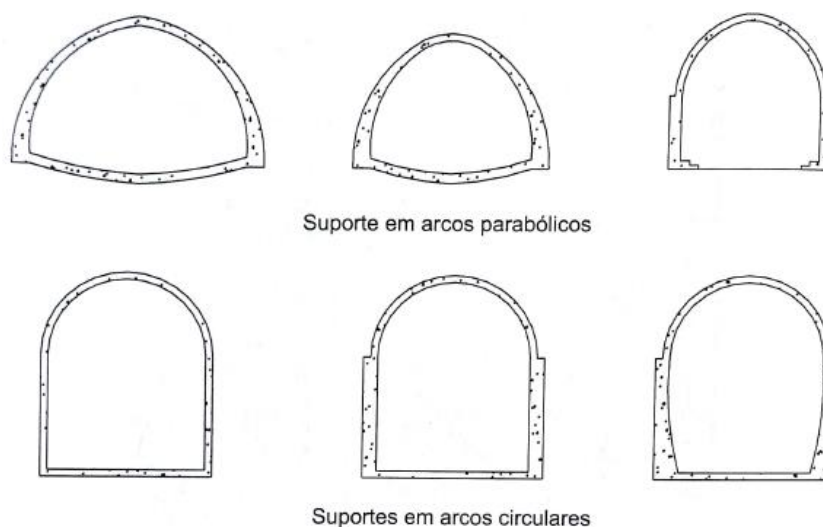
1.1.2.1 Túneis

Os túneis podem ser considerados, na gama de obras civis, como as mais complexas a serem executadas, uma vez que requerem compreensão de diversos conceitos. Sendo executadas em maciços terrosos ou rochosos, sua complexidade está fortemente relacionada com o meio onde se encontram. Segundo Queiroz (2009), túneis têm sua finalidade centrada no transporte, como em rodovias, ferrovias, condução de água, tubulação em geral e de mineração, o que vem a reforçar a sinergia e inter-relação do setor mineral com o civil, em que os túneis são também classificados como “acessos subterrâneos”. Em geral, eles costumam ser diferenciados, principalmente no setor mineral, das galerias, por apresentarem conceitualmente “uma entrada e uma saída”, enquanto as galerias têm ligações com outras estruturas ou entre túneis. Apesar disso, ambos são considerados acessos subterrâneos.

Para muitos autores, os túneis são considerados verdadeiras maravilhas da engenharia, sendo executados em ambientes inóspitos, em profundidades, ambientes geotécnicos complexos, como em ambientes submersos, trechos marinhos, em ambientes de altas tensões e/ou de estruturas geológicas desfavoráveis. Podem ser executados desde forma artesanal a altamente tecnológica. Autores como Queiroz (2009) e Geraldi (2011) apontam que datam de um período anterior a 2000 a.C. as informações de túneis executados no Egito e na Babilônia, estes utilizados para a finalidade de abastecimento hídrico de modo geral.

Tipicamente, os túneis são obras longitudinais, cujo elemento geométrico de relevância está em sua secção, a qual será replicada em toda a extensão da escavação. Naturalmente, desde os primórdios da execução das escavações, essas obras apresentaram tipicamente secções em arcos, dado que esta é a secção de melhor distribuição de tensões, provenientes dos estratos superiores da escavação, sendo sua execução intuitiva e facilmente endossada por análises determinísticas. Na Figura 9, vemos algumas variantes das secções em arco apresentadas por Queiroz (2009).

Figura 9 – Secções típicas de túneis



Fonte: adaptado de Queiroz (2009).

Destaca-se o uso do dito “arco invertido” também como meio de reduzir os efeitos de acúmulos de tensões na parte inferior de escavações (com maior aplicação aos túneis). Outras secções, como as retangulares, são igualmente executadas a depender do ambiente e da finalidade da escavação.

1.2 ESTADO DA ARTE, MECÂNICA DE ROCHAS, MINERAÇÃO

1.2.1 Métodos de Escavação

Segundo Geraldi (2011), foi a partir da década de 1960, sobretudo em países europeus, que surgiram modernas metodologias para as escavações subterrâneas e para o tratamento dos maciços rochosos, expandindo a aplicação das escavações subterrâneas em grandes obras civis e mineração. Entretanto, devemos considerar que, desde que o homem começou a dominar o seu meio e a utilizar-se de ferramentas, ele também começou a escavar, fosse originalmente utilizando-se de força manual, fosse posteriormente empregando instrumentos e força animal (MOREIRA, 2006¹ apud QUEVEDO, 2017). Assim, com o desenvolver do conhecimento científico e a compreensão de fenômenos, passaram a ser desenvolvidas novas técnicas de

¹ MOREIRA, Carlos Manuel da Cruz. **Túneis: uma herança ancestral rumo ao futuro**. Instituto Superior de Engenharia de Coimbra. Coimbra: Portugal, 2006.

escavação, sobretudo em rochas, material de alta resistência ao desmonte mecânico, em comparação com o solo. Usando técnicas com base em propriedades físicas de rochas, como expansão e retração, povos antigos escavavam em rochas para o seu simples aproveitamento como material construtivo (mineração) ou para a execução de estruturas subterrâneas ou a céu aberto.

Ao esquentar a rocha e resfriá-la rapidamente, acabavam por fraturá-la. Povos pré-colombianos usavam técnicas semelhantes para desmontar e dar acabamento em rochas e, para suas construções, utilizavam-se de expansão diferencial de materiais introduzidos em pequenos orifícios escavados a percussão. Como marco para mineração e tecnologia associada, como escavação em rocha, ocorreu no século XVI a publicação do célebre “*De Re Metallica*” (HOOVER; HOOVER, 1950), que compila as antigas técnicas de mineração e metalurgia, sendo considerada até hoje uma das principais produções científicas dessas áreas. Essa publicação compila técnicas de escavação e de tratamento desta, assim como demais sistemas, como poços de ventilação e sistemas de transporte (Figura 10).

Figura 10 – Acessos ao subsolo por poços e galerias subterrâneas, apresentado no “*De Re Metallica*”, de Agricola



Fonte: Hoover e Hoover (1950).

Assim, evoluía a técnica de escavação, permitindo produtividade e maior aproveitamento, inclusive explorando minérios antes inexploráveis (metálicos e outros de grande resistência mecânica). Posteriormente ao advento da pólvora negra, um invento oriental,

e da dinamite (a partir do século XIX), juntamente com o desenvolvimento de técnicas de perfuração em rocha, alcançou-se uma evolução tecnológica muito próxima da atual em termos de processo (perfura – carga – detona), a considerar o ainda indispensável uso de explosivos² no processo de escavações. Obviamente as evoluções tecnológicas – sejam elas presentes ou futuras – apontam para a automatização de sistemas, o que contribui para um significativo acréscimo de produção, bem como para uma evolução tecnológica de materiais que converge em ligas metálicas mais leves e resistentes, utilizadas tanto em sistemas de suporte como nos próprios equipamentos de escavação. Contudo, deve-se considerar que as técnicas de escavação pouco evoluíram desde a sua origem, seja pela quebra/fragmentação mecânica das rochas devido a impacto/abrasão, seja pelo uso de explosivos químicos. Novas tecnologias ainda são incipientes, tais como plasma, laser, entre outras de pouca relevância no cenário mundial, porém apontadas como tendências para o alvorecer de novos tempos (CURI, 2017).

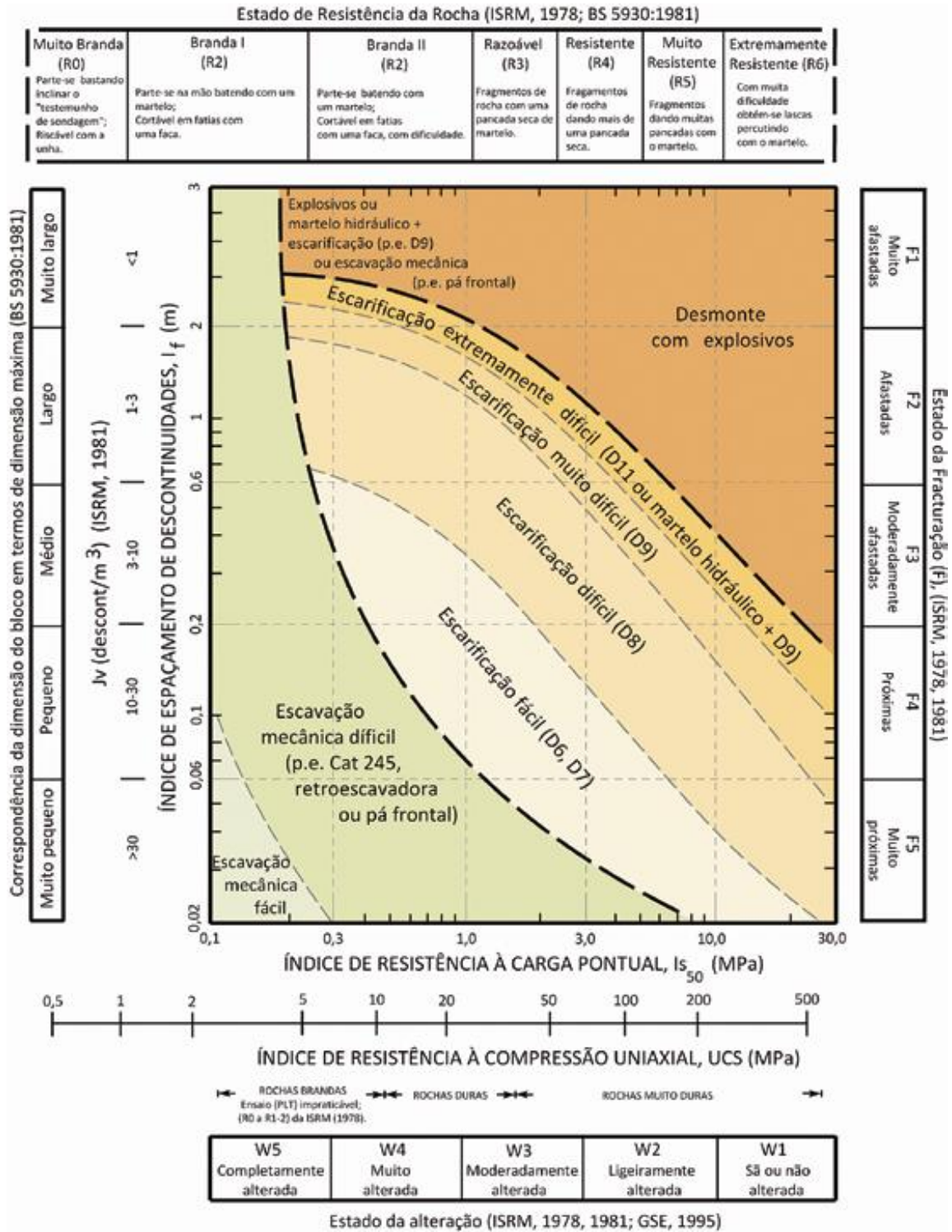
A respeito da tecnologia a ser empregada para a escavação em rocha, Galiza et al. (2011) enfatizam que é um desafio aliciante compreender a forma como interagem esses parâmetros, tais como: (i) geológico-estruturais, petrofísicos, geotécnicos e geomecânicos do maciço rochoso; (ii) ferramentas de execução; (iii) geometria do plano de fogo. Além disso, deve-se entender como poderão contribuir para os tipos/amplitudes de perfuração, como a assertiva, que pode ser extrapolada para todo o processo de escavação a ser empregado, conforme o diagrama da Figura 11, que relaciona parâmetros geotécnicos (geoestruturais e quantitativos de resistência de rocha) a recomendações de método para escavação.

Atualmente, podemos citar duas metodologias de escavação, com e sem uso de explosivos, sendo *Drill-Hole-Blast* a denominação típica do desmonte com uso de explosivos³ e as escavações mecânicas (sem explosivo) com demais variáveis. Cabe destaque às escavações com TBM (*Tunnel Boring Machine*), equipamentos de impacto (*Impact Hammer*) e de escarificação (*Roadheaders*).

² Há de se considerar que a pólvora consiste tecnicamente em um deflagrante, e não um explosivo, tendo em vista o tempo da reação.

³ Fura – carga – detona.

Figura 11 – Diagrama da relação das estruturas e parâmetros geológicos – geotécnicos para recomendações de desmonte



Fonte: Galiza et al. (2011).

1.2.2 Comparativo de Métodos

Naturalmente, diferentes problemas exigirão diferentes soluções; contudo, por vezes em escavações mais de uma metodologia pode ser utilizada, a considerar a crescente evolução tecnológica, que otimiza os equipamentos à disposição para escavações, aumentando continuamente o leque de possíveis soluções para os problemas em escavações.

Ocak e Bilgin (2010) analisaram comparativamente o desempenho em escavações de três metodologias em uma obra de metrô, a saber: *Drill-Blast*, desmonte mecânico por frisagem (*roadheader*) e impacto (*impact hammer*). Nas condições do estudo, concluíram pelo bom desempenho para o *Drill-Blast*. Cabe ressaltar que, para o caso de escavações civis, sobretudo túneis, diversos autores tendem a se referir ao método de escavação por NATM (*New Austrian Tunneling Method*) em lugar de *Drill-Blast*⁴, muito embora este seja o verdadeiro método de escavação.

Bieniawski (1989), por sua vez, destaca que a tradução para a palavra “método” foi “infeliz”, visto que se trata de uma “filosofia” de escavação, como supracitado. A metodologia NATM foi publicada por Rabcewicz em 1964 (RABCEWICZ, 1964), tendo sido desenvolvida por esse autor com base em escavações de minas de ferro (nos avanços em rocha).

Na Tabela 3, é apresentado um quadro comparativo entre os principais métodos de escavação frente a diversos parâmetros, conforme proposto por Tatiya (2005).

Tabela 3 – Quadro comparativo entre diferentes técnicas de escavação

Parâmetro	<i>Drilling & Blast</i>	TBM	<i>Roadheaders</i>
CONFIGURAÇÃO			
Tamanho	Qualquer	Limitado	Qualquer
Forma	Qualquer	Qualquer	Arco e retangular
Extensão ⁵	< 3 km	>3 km	< 3 km
Inclinação	< 18°	< 6°	< 6°
Raio	Qualquer	30-60°	30-60°
GEOMECÂNICA			
UCS	Qualquer	<220 MPa	<70MPa
RQD	Qualquer	Não é bom se estiver entre 25-45%	Qualquer

⁴ Diversas obras referem-se à escavação a fogo.

⁵ Túneis.

OPERACIONAL			
Air Blast	Possível	Não usual	Possível
Geração de poeira	Alta pós-detonação	Muito alta	Alguma
Complexidade	Alta	Baixa	Média
Escavação multidirecional	Possível	Não possível	Não usual
Escavação parcial de face	Possível	Não possível	Possível
“Ciclo” de trabalho	Cíclico	Contínuo	Contínuo
Remoção do rejeito	Cíclica	Contínua	Cíclica
Versatilidade e mobilidade	Máxima	Inexistente	Média
PERFORMANCE E CUSTO			
Taxa de avanço	5-40 m/semana	50-200 m/semana	15-90 m/semana
Equipamento (utilização)	35%, maior quando múltiplas frentes	40%	60%
Custo inicial ⁶	Não alto	Muito alto	Médio (0,15-0,3 TBM)
Tempo de espera	Baixo	Entre 3-18 meses	Não mais que 3-6 meses
Opção rentável	Não usual	Não usual	Não usual

Fonte: modificado de Tatiya (2005).

Cabe salientar que os parâmetros da Tabela 3 não possuem definitividade e devem também ser considerados em termos espaço-temporais, uma vez que as tecnologias apresentam evolução constante, bem como existem mais critérios a serem relevados, tais como a cultura local, na qual se incluiria a disponibilidade de mão de obra local e a sua experiência com determinado método⁷, além de disponibilidade de equipamentos e de infraestrutura prévia.

Quanto à confiabilidade e gestão de risco às escavações, Gomes (2012) apresenta levantamento quando há colapsos em função do método de escavação em obras civis, como

⁶ Para início de produção.

⁷ Um exemplo são localidades que desenvolvem atividades rotineiramente com determinado método de escavação, como a indústria mineira de Criciúma/SC, onde existe a cultura da mineração subterrânea de carvão por desmonte com explosivo e mecânico. Certamente, ao se iniciar um empreendimento nessa região, tenderão a ser obtidos melhores resultados do que em empreendimentos iniciados em localidades sem esse know-how.

túneis. Como será abordado posteriormente, vê-se que a ocorrência de falhas é um importante quesito a ser considerado em uma análise de projeto, uma vez que a essa ocorrência (a qual possui invariavelmente dada probabilidade) relaciona-se um custo.

Analisando os dados inicialmente fornecidos por Gomes (2012), vemos uma maior frequência de colapsos em túneis executados por TBM, 66,7% (18 de 27 ocorrências registradas). Contudo, esse dado certamente deve refletir uma maior incidência de execução de escavações civis (túneis) pelo método TBM (considerando-se dados levantados a partir de 1994, frente à escavação via NATM, ciclo *Drill-Blast*). Considerando ocorrências de colapso no âmbito da mineração, inevitavelmente teríamos uma inversão absoluta de ocorrências, tendo em vista a inexpressiva utilização de TBM em mineração (CIGLA, YAGIZ e OZDEMIR, 2001 e CURI, 2017). Esses dados expõem, de fato, a ocorrência em maior número de escavações por TBM em obras de escala considerável e possível complexidade, analisando-se o número de colapsos e seus respectivos prejuízos (a ser mais bem abordado posteriormente).

1.2.3 Estruturas para Mineração Subterrânea – Acessos Subterrâneos

Independentemente do método de lavra a ser adotado (na lavra subterrânea), como visto anteriormente, o desenvolvimento de acessos e das infraestruturas básicas associadas a estes são etapas precursoras, já que é etapa inicial a qualquer operação de lavra subterrânea o acesso ao corpo de minério em subsolo, associado ao desenvolvimento de estruturas básicas à operação em condições adequadas e em observância a critérios de segurança e ambientais, como sistema de ventilação, saídas de emergência, suporte da escavação, entre outras estruturas, que para muitos empreendimentos constituem infraestrutura básica ao desenvolvimento da operação.

Naturalmente, se a céu aberto, temos acesso direto ao minério ou a retirada do estéril sobre este (capa), ao passo que, na lavra subterrânea, tem-se a necessidade de acesso por meio de estruturas como poços, rampas, planos inclinados e/ou túneis (Figura 12), os quais têm por função transpor estratos sem interesse quanto à exploração. Desse modo, conclui-se facilmente sobre a importância do planejamento adequado da infraestrutura e do acesso a ser executado. Nesse sentido, Costa (2015) analisa tais estruturas, destacando a necessidade pela correta seleção de qual utilizar como fator otimizado na exploração.

- Poços (*Shaft*)

Escavação vertical (ou subvertical), normalmente circular, tende a se tornar a opção mais viável com o aumento da profundidade da lavra para o escoamento de produção, pessoas e equipamentos.

- Plano inclinado (*Inclined drift*)

Escavação retilínea com mergulho em direção ao corpo de minério. Opção viável para corpos não muito profundos e com produções condizentes com transporte por caminhões ou correias transportadoras (caso do carvão). Dependendo da profundidade a se atingir e da inclinação, pode vir a ter sua entrada a uma considerável distância horizontal do corpo de minério. Apresenta como vantagem, em comparação a rampas helicoidais, a opção de instalação de guinchos e sistemas de trem.

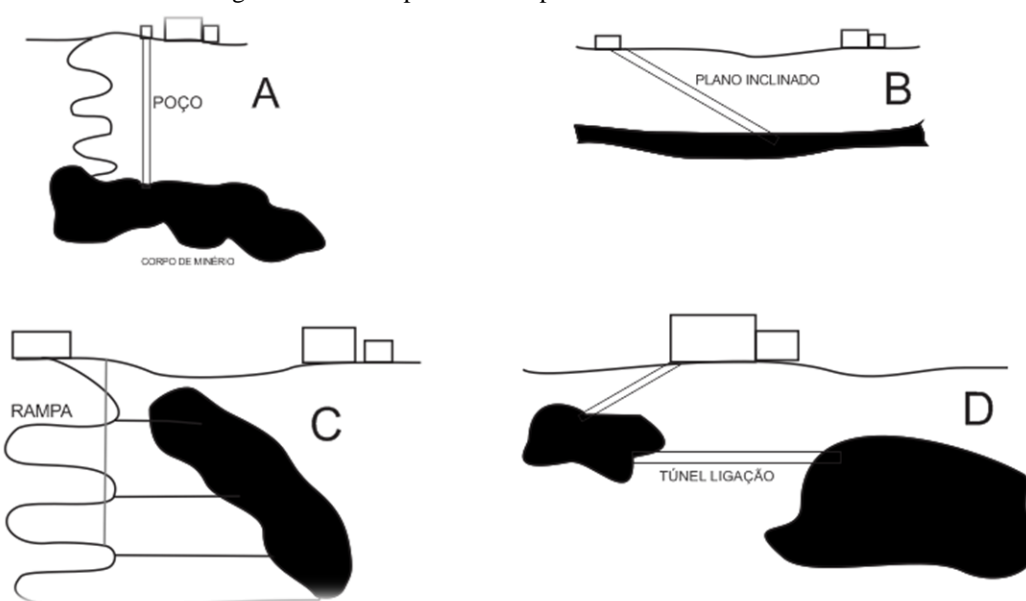
- Rampa (*Ramp*)

Escavação em direção ao corpo de minério em “zigzag” ou espiral. Executada de tal forma para evitar problemas locais, como os de plano inclinado.

- Túnel/ Galeria (*Tunnel*)

Escavações horizontais ou sub-horizontais, casos de acessos a corpos minerais por encostas ou vias em subsolos. Ligam câmaras, *stopes*, estruturas de infraestrutura e minas subterrâneas que porventura se deseje interligar. Em corpos de minérios com teores difusos, é comum que se opte por explorar porções específicas do corpo, não necessariamente lindeiras, com o objetivo de maior aproveitamento econômico. Galerias em subsolo devem ser naturalmente utilizadas para interligar as porções a serem exploradas, dinâmica tipicamente empregada no método *sublevel stope*.

Figura 12 – Principais acessos para minas subterrâneas



Fonte: elaborado pelo autor.

Na Figura 12, vemos os principais tipos de acesso a jazidas subterrâneas a serem escolhidos, entre outros fatores, em função da geometria espacial do corpo, do método de lavra e da produção almejada. Em (A), está representada a exploração de minério via poço, com acesso auxiliar por rampa em um corpo de minério não verticalizado. Em (B), está representado o tipo de acesso preferencial para corpos tabulares e em baixa profundidade (típica dos depósitos de carvão sul-brasileiros). Em (C), está representado o acesso típico de corpos subverticalizados por rampa (helicoidal) com acessos multiníveis ao corpo e com *shafts* auxiliares. Em (D), está representada a estrutura de “túnel” ligando dois corpos de minérios em profundidade, evitando a necessidade de novo acesso via superfície, sendo uma solução usual para um mesmo corpo de minério com mais de uma zona de teor de interesse.

Atualmente, é tendência no setor mineral o abandono da escavação tradicional de poços, por desmonte de rocha descendente e/ou ascendente, sendo utilizado o método de execução por *raisebord machine* (Figuras 13 e 14). Cabe salientar que, mesmo nos casos em que ocorra a opção por poço como acesso a um depósito e meio de escoamento de produção, considerando a execução por *raisebord machine*, torna-se necessária a escavação de rampa ou plano inclinado, devido à necessidade de instalação em subsolo da “cabeça cortante”, a qual é acoplada ao eixo de torque.

Devido ao elevado custo da escavação tradicional de poço (uso de explosivos), pode tornar-se mais vantajosa a escavação de uma rampa ou plano inclinado, pioneira, de menor secção para posterior execução de poço. Desse modo, ainda há o ganho de uma estrutura

adicional (rampa ou plano inclinado), que contribui para a ventilação e, eventualmente, como opção para movimentação de insumos às operações. Uma limitação dessa técnica, que por conseguinte limita sua ampla utilização em outras infraestruturas (como, por exemplo, em metrô), é o diâmetro de execução, que pouco varia de seis metros (DIAS, 2011). Contudo, deve-se considerar a crescente evolução tecnológica que hoje permite a execução de poços em diâmetros maiores.

Figura 13 – Processo de execução de *raiseboring*

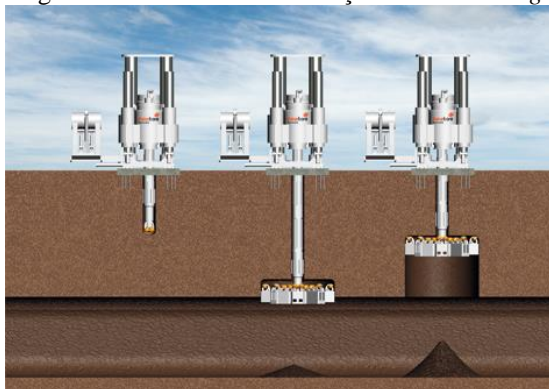


Figura 14 – *Raisebord machine* instalada em subsolo



Fonte das figuras: <<http://raisebore.com.au/core-business/conventional-raiseboring/>>. Acesso em: 17 out. 2017.

1.3 GEOMECÂNICA

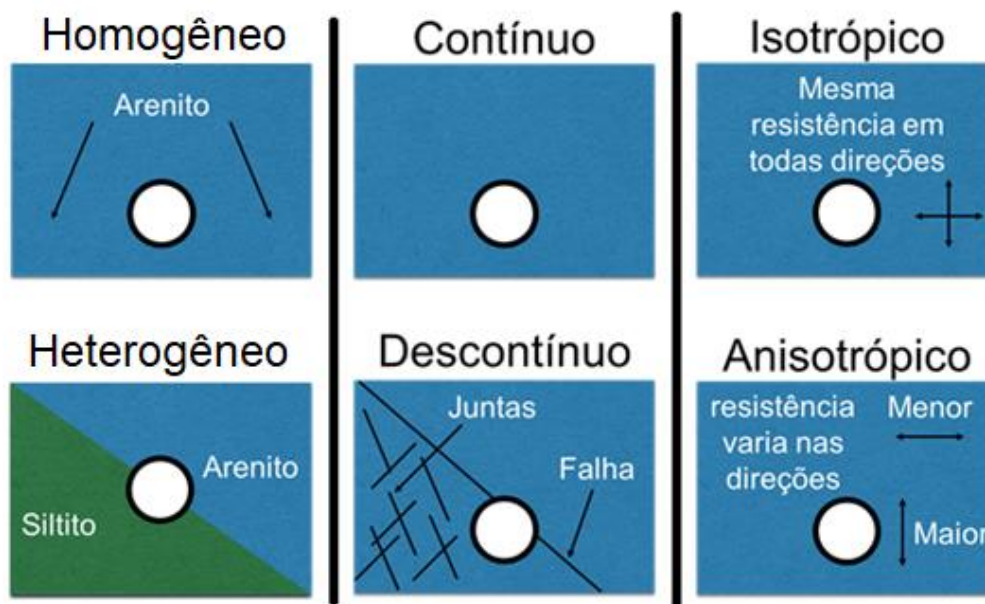
Como analisado previamente para as diferentes metodologias de escavação, o estudo da mecânica de rochas (resistência, classificação, parâmetros físicos, etc.) é fator fundamental ao planejamento de escavações, tendo em vista que é determinante em vários aspectos, como escolha de método, equipamentos, dimensionamentos (a serem tratados posteriormente), etc.

O que transforma a geomecânica em algo único é a complexidade e a incerteza envolvida nos ambientes geológicos naturais. Em geral, dados como geologia, estruturas geológicas, propriedades dos maciços, hidrogeologia, etc., estão limitados a observações em superfície ou por sondagens, sendo que essas informações nunca poderão ser conhecidas completamente.

Uma suposição recorrente quando se analisa o comportamento mecânico de sólidos é o da homogeneidade, visto que estes apresentam propriedades contínuas e isotrópicas, sendo uma abordagem típica em outras áreas da engenharia, aceitável para diversos materiais e, inclusive, aplicável às escavações subterrâneas em rocha (abordagem NATM). Porém, as rochas são muito mais complexas do que isso: suas propriedades físicas e mecânicas variam conforme a

escala observada e a sua natureza geológica (geoestruturas), tornando por vezes simplória a analogia com a homogeneidade. Na Figura 15, vemos os cenários variados ao trabalharmos em ambientes geológicos.

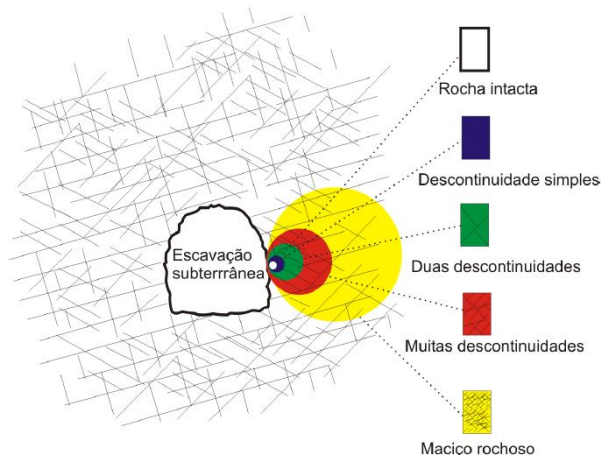
Figura 15 – Diferenciação das propriedades típicas dos maciços rochosos



Fonte: Cordova e Cardozo (2017).

Assim, para a correta solução e compreensão de problemas geotécnicos (comportamento de escavações), devemos conhecer as propriedades e características das matérias de trabalho, como as rochas e, principalmente, os maciços rochosos. Para melhor entendimento das escalas a serem trabalhadas e estudadas, conforme Hoek e Brown (1980), apresenta-se ilustrativamente a Figura 16, na qual podemos visualizar as diferenças nas escalas de trabalho entre a rocha e o maciço rochoso, ressaltando-se a importância de compreendermos muito bem esses conceitos e todos os aspectos neles envolvidos.

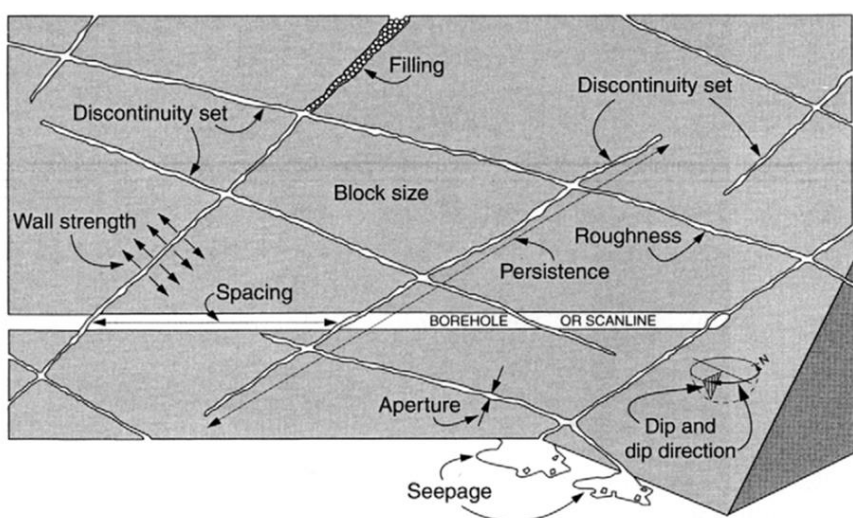
Figura 16 – Escalas de estudos em mecânica de rochas



Fonte: Palma Filho (2006).

A Figura 17 exemplifica a heterogeneidade e a riqueza de estruturas que são influentes na resistência de maciços rochosos, os quais devem ser levados em consideração nas classificações e investigações a serem realizadas em obras em meio rochoso. Destacamos também a importância do planejamento, de uma investigação invasiva adequadamente planejada e de sua correta interpretação, no sentido de potencializar sua representatividade, como no caso de sondagens testemunhais que podem vir a não ser representativas na identificação de descontinuidades. No exemplo a seguir, observamos que, se desconsiderada a posição da sondagem frente à das descontinuidades, teríamos mensuração equivocada da real condição do maciço.

Figura 17 – Propriedades de importantes fraturas para a mecânica de rochas



Fonte: Harisson e Hudson (1997).

1.3.1 Classificações de Maciços

As classificações geomecânicas ou de maciços rochosos são de fundamental importância a qualquer obra em que o material construtivo seja o próprio maciço, sendo essencial para a correta execução de uma obra de engenharia o conhecimento dos materiais nela empregados. No caso dos maciços rochosos, a forma usual de diferenciação é a sua “classe”, segregação comum no meio especializado e de grande valia tanto para projetistas quanto para demais envolvidos, uma vez que suas relações empíricas com parâmetros de projeto já são consagradas.

Segundo Fiore e Carmignane (2009), desde a primeira classificação de maciço rochoso, realizada por Karl Terzaghi em 1946 (TERZAGHI, 1946), diversos autores apresentaram variadas classificações para maciços, em sua maioria qualitativas e/ou voltadas para aplicações específicas.

Entre os diversos sistemas de classificação, os de maior aceitação e aplicação são os de Bieniawski (1973 e 1989); Barton, Lien e Lunde (1974) e Hoek (1994), embora os dois primeiros tenham sua formulação e aplicação voltadas a escavações subterrâneas, sendo os mais aplicados para esse fim, segundo Charbel (2015). Entretanto, cabe salientar que também apresentam grande aceitação quanto à aplicação em taludes, por serem classificações que levam em conta diversos fatores condicionantes e mensuram a qualidade do maciço, além de permitirem inferir parâmetros fundamentais para análises de estabilidade em subsolo por meio de correlações.

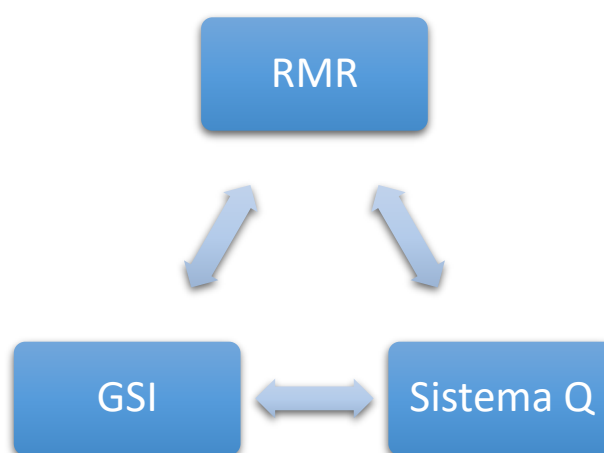
Segundo Brady e Brown (2005), os sistemas populares de classificação usados atualmente, incluindo o GSI (de Hoek), o sistema Q (de Barton⁸) e o RMR (de Bieniawski), são baseados na determinação de pesos para o maciço rochoso dentro de uma faixa de valores, os quais também podem ser usados para a estimativa da necessidade de suporte. Escavações de mesma ordem são agrupadas em regiões onde o processo de escavação e a necessidade de suporte são essencialmente semelhantes.

⁸ Embora tenha sua origem publicada por Barton, Lien e Lunde, ele é amplamente referido como “Sistema Q de Barton”.

1.3.2 Relação entre Sistemas de Classificação

Desde a consagração dos sistemas de classificação de maciços rochosos, tendo em vista sua aplicabilidade em metodologias empíricas de dimensionamento, de escavações e de suportes destas, houve a tendência da busca de correlações entre os sistemas (Figura 18). Mesmo os autores das próprias classificações (Hoek e Barton et al.), ao lançarem-nas, já apresentavam suas correlações com as demais classificações existentes.

Figura 18 – Relação entre os sistemas de classificação de maciços rochosos



Fonte: elaborado pelo autor.

Tendo este sido tema de diversos estudos e debates, quanto a limites de aplicação e aplicações a meios específicos, entende-se que as correlações deveriam ser, de modo geral, limitadas à utilização em escala diminuta nos limites de uma obra de escavação ou ambiente geológico. Entretanto, devido ao grande volume de trabalhos dedicados a esse tema, um projetista disporá de ampla gama de correlações, sendo essencialmente muito semelhantes e perfeitamente aplicáveis para fins de anteprojeto. São apresentadas a seguir algumas correlações empíricas, ou seja, baseadas nas observações de seus autores:

$$RMR = 9 * \ln Q + 44 \quad (1)^9$$

$$RMR = 15 * \log Q + 50 \quad (2)^{10}$$

$$RMR = 5,9 * \ln Q + 43 \quad (3)^{11}$$

⁹ Bieniawski (1989).

¹⁰ Barton (2000).

¹¹ Rutledge e Preston (1978).

$$RMR = 5 * \ln Q + 60,8 \quad (4)^{12}$$

$$RMR = 10,5 * \ln Q + 41,8 \quad (5)^{13}$$

$$RMR = 5,4 * \ln Q + 55,2 \quad (6)^{14}$$

A equação com maior coeficiente de correlação é a de Rutledge e Preston (1978), com valor de 0,81.

Observamos uma tendência natural de estudos focados na busca pela correlação entre os sistemas RMR e Q, devido a uma maior aplicabilidade destes aos ramos de mecânica de rochas: as escavações (a céu aberto e subterrâneas). Há de se destacar que os sistemas têm plena aplicação em obras a céu aberto, como escavação e estabilização de taludes rochosos, com destaque para RMR e GSI, porém sem exclusão do sistema Q. Entretanto, é com o objetivo de aplicação a escavações subterrâneas que as correlações foram desenvolvidas e, por essa razão, há mais estudos comparativos entre os sistemas Q e RMR.

Quanto ao GSI, podemos estimá-lo por meio dos sistemas Q e RMR, sendo que, para o RMR, há diferentes fórmulas para as diferentes versões do sistema (1976 e 1989).

Usando-se o sistema Q, é necessário encontrar o valor de Q modificado (Q'), que considera o valor de Jw/SRF igual a 1. Logo após, utiliza-se o valor do Q' na equação (7) para calcular o valor GSI.

$$GSI = 9 \times \ln Q' + 44 \quad (7)$$

Nesse caso, o valor mínimo de Q deverá ser 0,0208. Usando-se o sistema RMR, também se pode estimar o GSI pela equação (8) ou (9), conforme descrito abaixo.

$$GSI = RMR_{76} \quad (8)$$

$$GSI = RMR_{89} - 5 \quad (9)$$

Os valores mínimos de RMR devem ser superiores a (18) para a versão de 1976 e a (23) para a versão de 1989.

Recentemente, Hoek et al. (2013) propuseram a estimativa do GSI por analogia ao RQD, bem como qualificação das descontinuidades e suas superfícies, da seguinte forma:

¹² Cameron-Clarke e Budavari (1981).

¹³ Abad et al. (1983).

¹⁴ Moreno (1980).

$$GSI = 1,5 * Jcond_{89} + \frac{RQD}{2} \quad (10)$$

$$GSI = \frac{52J_r/J_a}{1+J_r/J_a} + \frac{RQD}{2} \quad (11)$$

Onde $Jcond_{89}$ é o índice referente à condição da superfície das descontinuidades obtido por meio da tabela de determinação do RMR versão 1989, enquanto J_r/J_a é a razão presente no sistema Q de Barton et al. (1974), que representa as características de rugosidade e de alteração da superfície das descontinuidades ou do preenchimento. Sendo este último empregado na equação (11) quando as informações disponíveis sobre a superfície de descontinuidades não são suficientes para obter o índice $Jcond_{89}$.

Considerando-se as correlações entre os sistemas de classificações, pode-se com facilidade transitar pelas metodologias empíricas relacionadas a ambos os sistemas com partida daquele que for disponível. Embora seja sabido que uma maior confiabilidade estaria na determinação individualizada, visto que se baseiam em parâmetros-chave de certo modo difusos.

1.3.3 Dimensionamento e Design para Escavações Subterrâneas

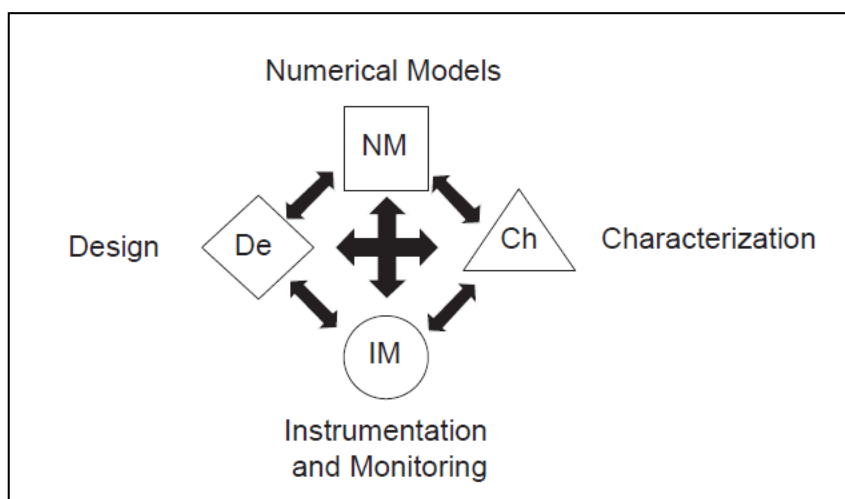
Um dos principais aspectos referentes a escavações subterrâneas é seu dimensionamento, que influenciará na segurança, nas taxas de avanço e nos custos. Naturalmente também é uma das questões mais complexas, uma vez que em diversos momentos o projetista não possui a gama de dados necessários para realizar um dimensionamento incontestável e definitivo.

Deve-se salientar que, por vezes, quando de estudos conceituais de empreendimentos, a gama de dados pode ser limitada minimamente à tipologia da rocha e profundidade a ser atingida. Contudo, dispor de uma estimativa de dimensionamento e custos é interessante nos casos de necessidade de comparação prematura de alternativas, sendo um passo aplicado à mineração e a demais formas de empreendimentos.

Considerando-se a baixa gama de dados disponíveis ou a necessidade de um pré-dimensionamento, temos à disposição diversas metodologias empíricas, sendo também estas recomendadas (MIRANDA, 2003) e consagradas como o ponto de partida para o dimensionamento das escavações, havendo obviamente, com os avanços de estudos, a necessidade de validação dos dimensionamentos via métodos analíticos e numéricos

(ZINGANO, 2002; CORDOVA, 2016; CHARBEL, 2016; QUEVEDO, 2017; CHANDLER, 2004, entre outros).

Figura 19 – Relação entre ferramentas de engenharia e design em escavações



Fonte: adaptado de Chandler (2004).

1.3.3.1 Suporte e escoramento

Quase que simultaneamente ao desenvolvimento das classificações geomecânicas de rochas e maciços e de seus índices, surgiu a tentativa de associação empírica a tipos e quantidade de suporte para escavações. A Tabela 5 apresenta a compilação de algumas associações com o índice RQD, organizada por Bieniawski (1989). Zingano (2002), porém, salienta que tal metodologia é útil para simples triagem ou seleção do tipo de suporte, sobretudo em função da baixa gama de dados de entrada (apenas RQD).

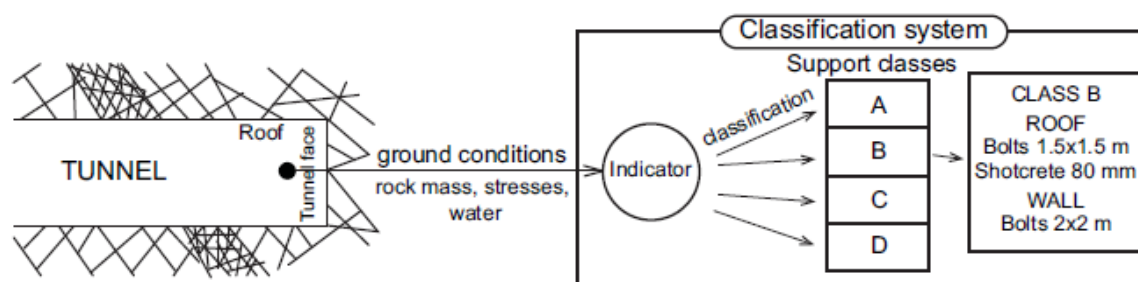
Tabela 4 - Estimativa de suporte necessário em função do RQD

	<i>Sem Suporte ou Reforço Local</i>	<i>Malha de Tirantes</i>	<i>Arcos Metálicos</i>
Deere et al. (1970)	RQD 75-100	RQD 50-75 (espaçamento 1.5-1.8m) RQD 25-50 (espaçamento 0.9-1.5m)	RQD 50-57 (Arco leve com espaçamento 1.5-1.8m para tirantes) RQD 25-50 (Arco leve ou médio com espaçamento 0.9-1.5m para tirantes) RQD 0-25 (Arco pesado com espaçamento 0.6-0.9m)
Cecil (1970)	RQD 82-100	RQD 52-82 (concreto projetado 40-60mm)	RQD 0-52 (Arco ou concreto projetado reforçado)
Merrit (1972)	RQD 72-100	RQD 23-72 (espaçamento 1.2-1.8m)	RQD 0-23

Fonte: adaptado de Bieniawski (1989).

A Figura 20 exemplifica a aplicação da analogia entre a classificação do maciço com o sistema de suporte a ser adotado, podendo ser este simplesmente inferido por meio de dados bibliográficos ou customizado para um ambiente geológico/realidade de uma obra, conforme as necessidades do projeto.

Figura 20 – Exemplo de esquema de classificação por classes de suporte



Fonte: Stille e Palmström (2003).

Um exemplo de como pode ser aprofundado o esquema e os planos de definição de suporte em função da classe de maciço é apresentada por Scolari (1995), que oferece sugestões de suporte e de instalação em projetos de túneis por TBM, em função dos sistemas de classificação RMR e Q, simultaneamente. Pode-se salientar que é prática comum na mineração subterrânea a utilização em conjunto de classificações de maciços (como RMR e Q) para a determinação do sistema de suporte a ser adotado, ou até mesmo a implementação de uma

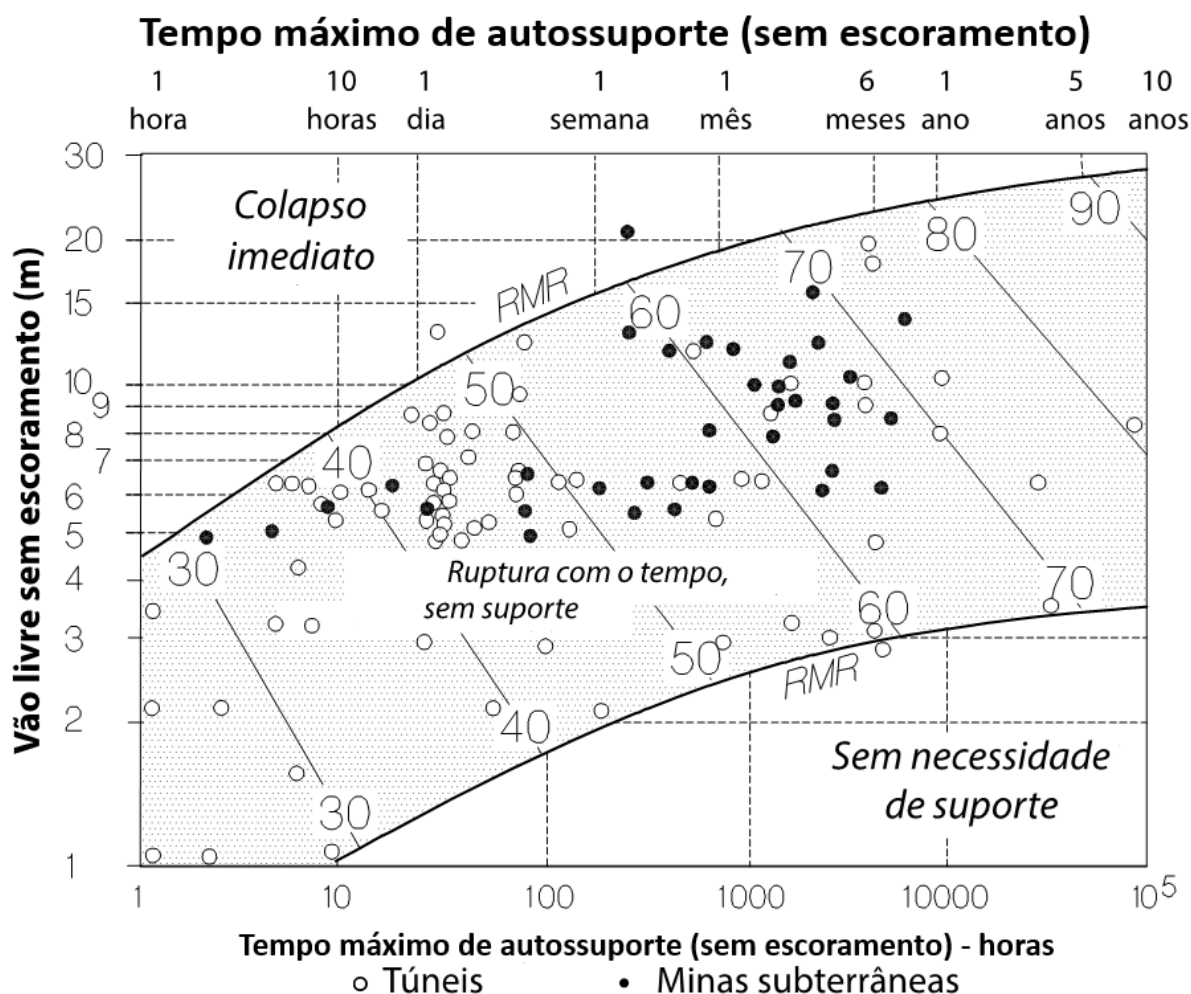
classificação própria de maciço rochoso, a qual seja uma combinação de sistemas existentes com devidas ponderações.

1.3.3.2 Tempo de autossuporte

Outra relação observacional de grande interesse proposta por Bieniawski foi a do tempo de autossuporte com a dimensão da escavação (vão livre) e RMR do maciço (Figura 21). Tal relação foi elaborada baseando-se em 351 casos estudados e elencados no diagrama apresentado a seguir, sendo o vão livre referente ao avanço ou à largura da escavação, considerada a maior entre estas. Deve-se considerar que esse diagrama é de ampla aplicação no planejamento operacional das escavações, sobretudo nas operações de mineração, uma vez que, de modo geral, são realizadas em operações unitárias, nas quais, após o avanço, a frente dever ser limpa e receber o suporte projetado.

Assim, maiores avanços sem necessidade de escoramento têm relação com aumento de produtividade de ciclo operacional. Por exemplo, em uma operação na qual em um maciço duas frentes de trabalho apresentem RMRs locais diversos entre si, para um mesmo tempo de autossuporte determinado, o de maior RMR apresentará a possibilidade de escavar um maior vão sem a necessidade de execução de suporte, fato que operacionalmente representa grande ganho, já que se reduzirá o tempo de ciclo, principalmente na troca de equipamentos da frente de operação.

Figura 21 – Tempo de autossuporte por RMR



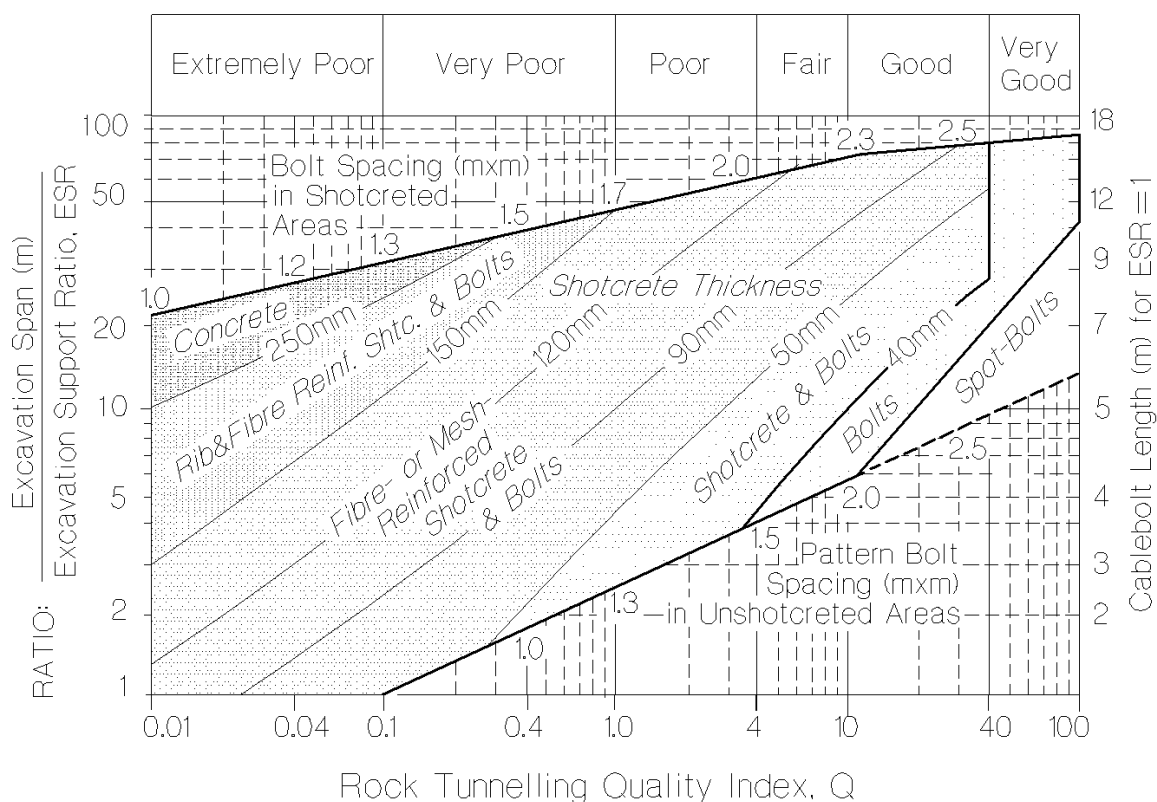
Fonte: adaptado de Bieniawski (1989).

Deve-se observar que ressalvas precisam ser feitas quanto à aplicabilidade desse diagrama, como, por exemplo, para faixas de RMR nas quais temos poucos casos de referências (RMR superior a 70). O fato de o RMR não ser uma metodologia que aborda as tensões do maciço deve ser também ponderada, dado que rupturas por *rockburst* são recorrentes em ambientes de altas tensões. Uma possível alternativa a tais situações seria a utilização de classificações que levem em consideração o estado de tensões do maciço e, posteriormente, a regularização para a classificação do diagrama (RMR₈₉), como a já apresentada relação com o RMR₁₄ e com a classificação Q.

1.3.3.3 Tipo de suporte a ser utilizado

De forma muito semelhante ao diagrama de tempo de autossuporte proposto por Bieniawski (1989), Barton (1989) desenvolveu o diagrama apresentado na Figura 22, que propõe a escolha e a especificação do tipo de tratamento (suporte) do maciço em função da classificação pelo sistema Q, sendo utilizada a largura da escavação (*Excavation Span*) e o ESR (*Excavation Support Ratio*), fator referente à finalidade da escavação que tem por objetivo ponderar quanto à necessidade da confiabilidade, conforme referido anteriormente. Nota-se que o diagrama, além de mensurar o tipo de suporte a ser executado, apresenta-lhe especificação, como espaçamento para parafusos de teto (e parede) e espessura para concreto projetado.

Figura 22 – Sugestão de tipo de suporte em função da classificação Q



Note: * Bolts * refers to pattern bolting unless specified

Fonte: adaptado de Kaiser et al. (2000).

De maneira análoga, Bieniawski (1989) apresentou recomendações de execução de suporte em escavação de túneis via a estimativa do RMR, conforme a Tabela 5.

Tabela 5 – Recomendação para escavação e suporte do sistema RMR

Classe de Mação	Escavação	Reforço/Suporte		
		Ancoragem	Concreto Projetado	Cambota Metálica
81-100 Muito Bom	Seção total com avanço de 3 m.	Geralmente não requer suporte, exceto ancoragens pontuais ocasionalmente.		
61-80 Bom	Seção total com avanço de 1 a 1,5 m. Suporte completo a 20 m da frente.	Localmente, ancoragens com 3 m de comprimento no teto, espaçadas de 2,5 m, com telas ocasionalmente.	50 mm no teto quando necessário.	Nenhuma
41-60 Razoável	Seção parcial com avanço de 1,5 a 3 m em bancada (calota e rebaixo), instalando suporte a cada fogo. Suporte completo a 10 m da frente.	Ancoragens sistemáticas com 4 m de comprimento, espaçadas de 2 m nas paredes e teto, com tela no teto.	50 a 100 mm no teto e 30 mm nas paredes.	Nenhuma
21-40 Pobre	Seção parcial com avanço de 1 a 1,5 m em bancada (calota e rebaixo), instalando suporte simultaneamente com a escavação.	Ancoragens sistemáticas de 4 a 5 m de comprimento espaçadas de 1 a 1,5 m com tela no teto e paredes.	100 a 150 mm no teto e 100 mm nas paredes.	Cambota leve a média, espaçadas de 1,5 m, onde requerido.
<20 Muito Pobre	Seções múltiplas com avanço de 0,5 a 1,5 m, instalando suporte simultaneamente com a escavação e aplicando concreto projetado após o fogo, tão rápido quanto possível.	Ancoragens sistemáticas com 5 a 6 m de comprimento espaçadas de 1 a 1,5 m com tela no teto e nas paredes. Ancoragem invertida.	150 a 250 mm no teto, 150 mm nas paredes e 50 mm na face.	Cambota média a pesada, espaçadas de 0,75 m, com coberturas de aço e enfilagem.

Aplicado a túneis em forma de ferradura com largura de 10 m, apresentando tensão vertical menor que 25 MPa e escavado por perfuração e desmonte de rocha.

Fonte: adaptado de Bieniawski (1989).

1.4 CONCLUSÕES PARCIAIS

Esta sessão visou apresentar elementos básicos para do desenvolvimento deste trabalho. Destaca-se a importância do tema de escavações subterrâneas o fato de que, nesse espectro maior, enquadra-se a problemática da infraestrutura da mineração subterrânea com enfoque na escolha de tipo de acesso. Relacionando-se ainda com o macrotema, temos o quesito geotécnico (mecânica de rochas) e as técnicas de escavação. Assim, começa-se a tecer a gama de fatores e fontes de incerteza a serem consideradas em projetos iniciais (etapas) em escavações subterrâneas em geral.

Considerando-se o exemplo da problemática infraestrutura de minas, destaca-se o dilema quanto à adequada e assertiva escolha pela opção de acesso e metodologia de transporte. Uma vez que tal problema engloba aspectos produtivos, geométricos, geotécnicos e econômicos relacionados a escavações subterrâneas, este se mostra um tema de grande interesse para convergir na aplicação do desenvolvimento desta tese.

2. PARTE II

Esta secção visa apresentar e dissertar sobre aplicações da modelagem paramétrica para custos em minas subterrâneas, com foco no desenvolvimento de acessos. Com base na revisão, vê-se que modelos mais amplos, como os paramétricos aplicados a estimativas de custos e parâmetros de projetos (no caso geral), recebem poucos *inputs* sobre parâmetros técnicos, como as propriedades geotécnicas. Em um segundo momento, apresentam-se modelos de estimativa de custos para acessos e transporte de minas subterrâneas, verificando-se como estes podem subsidiar a escolha em projetos iniciais.

2.1 MODELAGEM ECÔNOMICA DE ESCAVAÇÕES SUBTERRÂNEAS

Como todo empreendimento, obras de escavação têm finalidade e objetivo que, na maioria dos casos, salvo exceções, podem ser quantificados em valores monetários, em outros termos: em um ganho, que, por sua vez, pode ser negativo ou positivo. No caso de infraestruturas em que excetuamos a mineração (produtiva), esse tipo de empreendimento em si terá sempre um valor em primeiro plano negativo (investimento), cabendo um ganho direto ou indireto posterior à sua execução e ao longo de grandes períodos (com exceções).

No caso de desenvolvimento de infraestrutura, possibilita-se o acesso a um corpo de minério, ou cria-se uma estrutura que posteriormente servirá a um fim rentável (túnel, metrô, depósito, etc.). Sendo assim, nas etapas isoladas de execução de obras de escavação, como é o caso da análise direta, a otimização econômica resume-se na diminuição de custos e na avaliação de opções mais econômicas (com menores prejuízos), enquanto para análises mais amplas (que aborem horizontes maiores e ganhos indiretos) a rentabilidade do investimento passa a ser foco do estudo.

Quanto aos aspectos de modelamento técnico, diferentes entradas de dados (técnicos) apresentam diferentes saídas, diferentes dimensões, sequenciamentos e soluções de suporte e estrutura, os quais, por sua vez, correspondem a diferentes custos de execução e manutenção, impactando diretamente, no caso de análise de viabilidade econômica da escavação isoladamente, ou no caso de macroanálise, em todo o empreendimento de mineração, podendo vir a inviabilizá-lo economicamente.

Como exemplo de variabilidade e dependência de fatores técnicos, Kaliampakos, Benardos e Mavrikos (2016) apresentam estimativas de custos de escavação subterrânea na Grécia (Tabela 6), em função de parâmetros de entrada como o GSI, onde se pode notar a escala

de grandeza destas e como elas variam conforme condicionantes geológicas, o que, por sua vez, justifica a necessidade de estudos prévios de qualidade.

Tabela 6 – Custo de execução de túnel em função de GSI

Classe de Maciço	GSI	US\$/m³	US\$/m
A	55-100	47,6	7.357
B	35-55	91,5	10.690
C	15-35	151,9	20.370
D	< 15	173,0	28.365
E	SOLO	218,1	30.385

*Valores de 2014.

Fonte: Paraskevopoulou e Bernardos (2013).

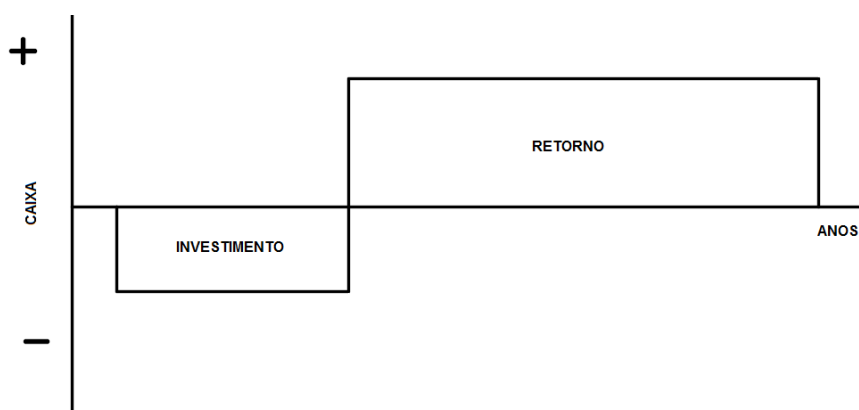
Podemos notar a variabilidade de valores, o que atesta a necessidade de estudos e de bom conhecimento acerca do tema. Relativo ao dimensionamento de custos e seus impactos, é importante relevar quanto à finalidade da obra. Enquanto obras de infraestruturas têm por finalidade por vezes um ganho abstrato de difícil mensuração (exemplo de túneis rodoviários, estações de metrô, entre outras), ou onde não cabe análise de alternativa, como, por exemplo, em casos de decisões de estratégia ou política governamental. Outros empreendimentos, tais como em mineração, por vezes têm a possibilidade de análise frente a um portfólio de opções. Na mineração, por exemplo, pode-se estar frente à decisão de em qual empreendimento ou estratégia de exploração investir (lavra a céu aberto, subterrânea ou por qual método subterrâneo) (CARDOZO, PETTER e GAVRONSKI, 2017).

Da alçada da análise econômica de empreendimentos em mineração, temos por princípio a busca pela otimização financeira e de sua rentabilidade. Entretanto, Rostami et al. (2013) destacam que, considerando-se os altos custos de projeto de escavação, uma boa iniciativa inicial de custos torna-se necessária para o prosseguimento dos estudos e próximos estágios.

Quanto ao setor de mineração, cabe destacar que são altos os investimentos iniciais em pesquisa, compra de equipamentos, preparação de infraestrutura, entre outras, necessárias para o início de produção (KLIPPEL, 1999 e CORDOVA et al., 2016), o que diferencia esse setor da maioria dos setores industriais, a considerar investimentos normalmente mínimos na casa dos milhões de dólares. Além disso, na mineração, comumente são aplicados massivos

investimentos para que em média apenas depois de alguns anos se comece a obter o retorno. Na Figura 23, é apresentada a estrutura característica de um empreendimento em mineração, basicamente um período de investimentos para posterior retorno. Cabe destacar ainda que os altos custos iniciais no setor mineral já se fazem sentir normalmente antes de qualquer eventual obra ou aquisição de insumos (equipamentos e outros), sendo necessários grandes valores em estudos exploratórios, mapeamentos, sondagens, ensaios tecnológicos de caracterização, entre outros, os quais representam elevado custo, na casa dos milhões de dólares, a depender de diversos fatores, podendo chegar à faixa de centenas de milhões de dólares a depender do volume de sondagens.

Figura 23 – Estrutura característica e simplificada de um fluxo de caixa de empreendimento em mineração



Fonte: elaborado pelo autor.

Nos casos de mineração subterrânea, de modo geral, os custos de infraestrutura subterrânea concentram-se na porção de investimento (CAPEX) quase que exclusivamente. Klippel (1999) exemplifica essa máxima defendendo que os custos de exploração subterrânea, em seu exemplo, são consideravelmente maiores do que em comparação a outros casos a céu aberto, sendo estes em grande quantidade referentes à execução dos acessos ao corpo de minério (poço e/ou plano inclinado) e a estruturas fundamentais ao início da extração (túneis e galerias, poço de ventilação, medidas de estabilização, etc.). Segundo Costa (2015), devem ser tomados cuidados no planejamento, sobretudo nos acessos, pois, com aumentos de produção e aprofundamentos de lavra, temos a exigência de acessos eficientes, rápidos e seguros, considerando que, após implementadas, mudanças nos acessos são onerosas.

Cabe salientar que, principalmente para os métodos de lavra em que o desenvolvimento se dará fora do corpo de minério, haverá investimentos constantes em infraestrutura subterrânea. Exceções são desenvolvimentos produtivos, tais como nos métodos de Câmaras &

Pilares e *Longwall* e, por vezes no *Sublevel Stopping*. Nos desenvolvimentos produtivos, este se dá no corpo de minério, sendo então o minério aproveitado e comercializado, embora esse processo seja responsável por grande porção da produção. Cardozo (2015) apresenta para um caso típico de lavra de carvão por *Longwall* uma porcentagem de 10% de contribuição do desenvolvimento produtivo para com a produção total. Entretanto, para o caso da lavra por Câmaras & Pilares, pode-se entender que a totalidade do desenvolvimento é produtiva, excluindo-se o desenvolvimento de acesso até o corpo de minério (normalmente plano inclinado ou rampa).

2.1.1 Capital Inicial (CAPEX)

Refere-se a custos para início de operação, seja aquisição de equipamentos, compra de demais insumos ao início da produção ou infraestrutura básica. Devemos considerar que toda a infraestrutura, seja qual for, normalmente é tratada como um custo inicial (ou CAPEX – *Capital Expenditure*) de um empreendimento como um todo. Segundo Motta e Calôba (2011), o CAPEX é composto por:

- despesas pré-operacionais;
- criação da empresa;
- imóveis (aquisição de terreno, prédios industriais e administrativos);
- construções, urbanizações e edificações;
- aquisição de equipamentos e instalações;
- immobilizações intangíveis;
- reservas de contingências.

Por exemplo, na mineração, os acessos (rampas, poços, plano inclinado, infraestrutura subterrânea), considerando-se o custo completo de sua execução, são prioritariamente tratados como CAPEX do fluxo de caixa do empreendimento como um todo (mina), assim como a preparação do terreno e os demais componentes do comissionamento da mina.

Entretanto, para o caso de obras de longa duração, grandes infraestruturas de mina, extensivos desenvolvimentos e demais infraestruturas subterrâneas de grande porte, a subdivisão de custos em CAPEX e OPEX faz-se coerente, de modo que toda a operação de escavação (execução da infraestrutura subterrânea) seja tratada como um processo/empreendimento à parte, distinguindo-se de um contexto maior, tal como um

complexo industrial (mineiro ou de infraestrutura). CAPEX abrange custos de aquisição de equipamentos, preparação de terrenos, indenizações, contingências e custos com estudos e projetos.

Diversos trabalhos e publicações indicam a economia de escala (AUSSIM, 1993; MOTTA e CALÔBA, 2011; D'ARRIGO, 2012; PETTER, 2015; CURI, 2017; entre outros) como forma de estimativa de custos de investimentos em empreendimento e, como visto adiante, também como forma de estimativa de custos operacionais. Segundo essa metodologia, o custo de investimento em um determinado projeto é proporcional ao custo de investimento em um projeto de mesma natureza, mas de escala produtiva diferente.

A equação abaixo apresenta a relação entre custo e escala de produção de projetos de mesma natureza.

$$CAPEX_A = CAPEX_B * \left(\frac{Q_A}{Q_B}\right)^\alpha \quad (12)$$

Onde:

- $CAPEX_A$ é o investimento em um projeto A;
- $CAPEX_B$ é o investimento em um projeto similar B;
- Q_A é a escala de produção para o projeto A;
- Q_B é essa mesma escala para o projeto B;
- α é o termo que determina a intensidade de economia de escala (quando $0 < \alpha < 1$).

Tipicamente para projetos em mineração, de forma geral, recomenda-se o uso de (α) com valor de 0,6 (AUSIMM, 1993 e PETTER, 2015), podendo-se ainda destrinchar os custos por item, como, por exemplo, correlacionar desenvolvimento inicial, aquisição de equipamentos, instalação de planta de beneficiamento.

Motta e Calôba (2011) apresentam como exemplo os fatores de economia de escala (α) para diferentes setores, de acordo com a Tabela 7, sendo estes utilizados conforme a natureza do setor.

Tabela 7 – Fator de escala por natureza de custo

Setor	α
Custos diretos de produção	0,7-1,0
Custos indiretos de produção	0,4-0,5
Custos de mão de obra (usina de beneficiamento de minério)	0,4-0,5
Custos de suprimento (planta)	0,7-1,0
Custos de energia (planta)	0,7-1,0

Fonte: adaptado de Motta e Calôba (2011).

A mesma sistemática pode ser aplicada para estimativa de custos operacionais, desde que considerados os devidos fatores, sendo a relação normalmente negativa em relação ao alfa. Nesse caso, maiores produções representam menores custos operacionais. La Vergne (2003) sugere que se subtraia (1) do valor de (α), ou seja, para uma atividade em que se aplicaria para o CAPEX um (α) de (0,6), para o OPEX se aplica um (α') de (-0,4).

2.1.2 Externalidades

São externalidades (ou custos externos) os custos normalmente não imputados dentro das estimativas de custos (diretos ou indiretos) na produção de um bem ou um serviço, embora devam ser considerados. Segundo Leone (2000), referem-se a custos que não podem ser diretamente correlacionados com as unidades que estão sendo produzidas e que, de modo indireto, não recaem sobre o produtor (do bem ou serviço). No caso em estudo, podemos enumerar diversos custos externos à não execução de escavações subterrâneas. Cabe destacar que esses custos indiretos, de maneira ampla, tendem a recair sobre o erário público e normalmente de médio a longo prazo. Oliveira Neto e Petter (2005), em estudo acerca de custos ambientais na mineração em geral, destacam a necessidade de consideração adequada dessas externalidades e de seu equilíbrio com os eventuais benefícios da intervenção (empreendimento), ditas como externalidades benéficas.

Podemos destacar como externalidades negativas aquelas relativas à saúde pública geradas pela poluição atmosférica decorrente da falta de infraestrutura. Normalmente a execução de túneis tende a diminuir distâncias de transportes, reduzindo naturalmente emissões gasosas. O mesmo pode ser aferido à lavra subterrânea, considerando-se que esta

majoritariamente opera com baixas relações estéril/minério (SME, 2011). Assim, temos uma menor movimentação de massa, alheio ao fato de comum uso de equipamentos elétricos. Em outras palavras, temos significativamente menores impactos e emissões na mineração subterrânea por minério produzido em comparação com mineração a céu aberto.

Como exemplo, por meio dos trabalhos de Da Motta e Mendes (1995), Seidler (2012) e Cintra (2014), podemos mensurar como exemplo o custo da poluição do ar e de oportunidade no Brasil. No caso de execução de túneis, reduzindo-se distância e otimizando-se o trânsito, matematicamente toneladas de emissões deixariam de ser lançadas e horas deixariam de ser perdidas no trânsito, dada a otimização de deslocamentos. Segundo Cintra (2014), para o caso de trânsito, as externalidades são elencadas da seguinte forma: (i) custo de oportunidade; (ii) gastos com combustíveis; (iii) gastos indiretos com poluição.

No caso dos custos indiretos com emissão de gases poluentes, Seidler (2012) apresenta a estimativa de um custo de R\$ 713,51/(km*dia) para ônibus circulantes em Porto Alegre, com base no custo por kg de poluente emitido e na quantidade de poluentes emitidos, com dados fornecido pelo Instituto de Pesquisa Econômica e Aplicada (IPEA¹⁵, 1998, apud SEIDLER, 2012).

Seidler (2012) ainda destaca os custos (positivos ou negativos) da valorização imobiliária em um raio de influência do empreendimento para o caso de implementação em infraestrutura viária subterrânea, que ao dar celeridade e fluidez pode tanto vir a valorizar uma região quanto desvalorizá-la para o caso de uma implementação não corretamente planejada, ou sendo este um custo indireto aceito pelo projeto. Destaca-se que tal aspecto é relevante em todos os tipos de implantação de infraestrutura subterrânea, como túneis, metrô, estacionamento, depósitos e até mesmo em explorações minerais, onde pode ser avaliado o impacto imobiliário de exploração a céu aberto contra a subterrânea e seu uso futuro. Cabe salientar que tal abordagem não é comum, mesmo sendo factível, apresentando também relação com opções de projeto de mina e estratégias de transporte.

Para o caso de mineração, fatores como custo de oportunidade e custos com combustíveis caracterizam-se como custos diretos, sendo abordados naturalmente nos fluxos de caixa dos empreendimentos. Por exemplo, se expandirmos para uma análise ampla em questões de externalidades em impactos socioambientais, veremos que as operações em mineração subterrânea apresentam menores externalidades “negativas” do que sua respectiva operação em superfície (a céu aberto). Considerando-se maiores relações estéril/minério, típicas

¹⁵ INSTITUTO DE PESQUISA ECONÔMICA APLICADA. **Redução das deseconomias urbanas pela melhoria do transporte público**. Brasília, DF, 1998.

a céu aberto, respectivamente teremos maiores movimentações de massas, maiores distâncias de transporte, levando não só a maiores viagens e maiores consumos de recursos (combustíveis, insumos, entre outros), como também a maiores danos, como emissões de poluentes e danos ambientais associados à operação em comparação à operação em subsolo, que pouco impacta em superfície (com exceção dos métodos *caving*, ainda que, nos casos de corpos esbeltos, o impacto ainda seja muito menor do que na opção por lavra a céu aberto).

Ainda quanto à relação de externalidades e obras de engenharia, cabe considerar o que comenta Queiroz (2009), referindo-se ao fato de que nenhuma outra área tem o potencial de impactos benéficos, como número de vidas a serem salvas, como com a execução de uma obra de engenharia em infraestrutura e saneamento, entre outras. Essa colocação tem máximo sentido com a escavação subterrânea e suas diversas aplicações, que em geral buscam maximizar e racionalizar recursos, encurtando distâncias, otimizando a exploração de recursos naturais e protegendo tanto bens quanto pessoas.

2.1.3 Impacto na Análise Econômica em Mineração

A partir da mensuração (em escala conceitual ou em detalhes) dos custos com execução (CAPEX), operação e manutenção (OPEX) de um empreendimento em mineração, em que os custos de desenvolvimento de acessos ao corpo de minério e da infraestrutura básica pré-lavra se enquadram como CAPEX, podemos analisar o impacto que estes e outros fatores têm no fluxo de caixa e indicadores econômicos¹⁶ (VPL, TIR, *Payback*, etc.) de um empreendimento, sendo os constituintes do fluxo de caixa, fatores naturalmente passíveis de inviabilizar um projeto, tendo em vista o seu possível impacto na análise contábil do empreendimento.

Além do natural impacto dos custos no fluxo de caixa de um empreendimento, outra peculiaridade típica dos empreendimentos em mineração, sobre o qual por vezes não é despendida a devida atenção, são eventuais atrasos na execução das escavações de infraestrutura básica e suas correlatas (como equipagem). Ao se computar em um fluxo de caixa estes eventuais atrasos, temos a dimensão de seu impacto.

Cabe salientar que, em termos de explorações minerais, tais atrasos não são ocorrências raras e esparsas, podendo prolongar-se por anos. Podemos citar variabilidades geológicas não previstas, que venham a requerer mudanças de projetos executivos e método de escavação (fator que, além de tempo, irá impactar nos custos de execução), assim como atrasos na entrega de

¹⁶ Apresentados no Apêndice I.

equipamentos, escassez de insumos, falta de experiência com determinada metodologia, escassez de mão de obra, além de eventuais colapsos de estruturas e/ou acidentes, podendo impactar drasticamente a viabilidade de um empreendimento, caso tal variável não seja prevista e mensurada.

2.2 CUSTOS DE ACESSOS PARA MINAS SUBTERRÂNEAS

Para o caso da mineração subterrânea, o desenvolvimento de acesso às minas subterrâneas (poços e rampas) apresenta um forte impacto no empreendimento, sendo necessário despender um alto volume de atenção e de capital para a sua execução. Tais aspectos são um exemplo de investimento, que pode ser analisado como sendo em seu todo uma fração constituinte do CAPEX (da mina como um todo), ou como um empreendimento isolado, no qual tenhamos um CAPEX para aquisição de equipamentos, outras despesas e um custo operacional da operação.

Na Tabela 8, estão elencados os custos apresentados por McCarthy e Livingstone (1993) de acessos considerando profundidade de 600 metros e produção de 500 mil tpa no ano-base 1993. Esses valores podem servir como base de estimativas discretizadas, podendo ser feitas atualizações espaço-temporais dos valores.

Tabela 8 – Especificação de custos em acessos de mina subterrânea

Item/Custo	Rampa	Poço	Poço (<i>Raise Bored</i>)
Caminhões e carregadeiras	3,45	2,1	2,1
Ventilação primária	0,75	0,5	0,6
Ventilação por nível	7,72	2,52	2,52
Escavação		13,21	3,22
Equipagem			
Guincho		3,09	3,09
Torre de içamento		0,94	0,94
Estação de carga		0,62	0,62
Britagem		1,1	1,1
Passagem minério		0,6	0,6
Manuseio em superfície		0,5	0,5
TOTAL MUS\$	11,92	25,18	15,29
Total MUS\$(2015)	19,36	40,9	24,84

Fonte: adaptado de McCarthy e Livingstone (1993).

Para atualização temporal, o indexador mais adequado nesse caso é o PPI (*Producer Price Index* – indexador de preço do produtor de commodities americanas). O PPI é elaborado

pelo U.S. Department of Labor, Bureau of Labor Statistics, e traz a média de preço recebida pelos produtores de commodities nos Estados Unidos ao longo do tempo. Com ele, mantém-se uma boa relação entre o dólar constante de 1986 e o dólar constante atual.

Independentemente da temporalidade, cabe notar a ordem de grandeza dos valores, ou seja, na casa dos milhões de dólares. Mais recentemente, o trabalho de Camm e Stebbins (2020) apresenta modelos para custos de mineração subterrânea, em que os custos atribuídos à pré-produção (incluindo-se o desenvolvimento de acessos) permitem mensurar a diferença de magnitudes, dada a escala de exploração e o tipo de ambiente geológico/geotécnico (relacionado ao método de lavra adotado).

2.2.1 Modelagem de Custos

A Tabela 9 apresenta a compilação dos principais trabalhos relacionados à estimativa de custos e ao subsídio a escolha do método de transporte. Destaca-se que estudos como os de Elevli et al. (2002), Rupprecht (2011), Gonen et al. (2012) e Salama (2014) elencam custos discretizados. Nesse sentido, para melhor apresentação e comparação, optou-se por ajustar tais valores posteriormente a equações, assim descrevendo modelos de custos em função das variáveis apresentadas. Para o ajuste das equações, foi utilizado o software LAB Fit Curve Fitting Software (SILVA et al., 2004) para os casos de duas variáveis; e, para os casos de ajuste por uma variável, foi utilizado diretamente o software Microsoft Excel. Foram consideradas as equações que apresentaram os menores erros de ajuste para cada gama de valores. Por sua vez, o trabalho de Gromov e Belogordtsev (2019) apresenta diretamente equações para os custos das opções de transporte do minério, embora estas se apresentem como específicas às opções de projeto de mina do estudo em questão, tendo base na Rússia.

Tabela 9 – Trabalhos com abordagem de custos em acesso e transporte de minas

Autor	Foco	Pontos Principais
(ELEVLI; DEMERCI; DAYI, 2002)	Avaliação de poço ou rampa para uma mina subterrânea de cromita.	Avaliação da alternativa com base no NPV das opções. Menor CAPEX para poço até profundidade de 370 m. Maior OPEX para rampa a partir de 390 m.
(RUPPRECHT, 2011)	Avaliação de profundidade de inflexão na escolha entre poço e rampa para o caso da África do Sul.	Avaliação da alternativa com base no custo operacional. Diferenciação de custos pela capacidade de caminhões para rampas. Maior OPEX para rampa a partir de 200 m. O ponto de inflexão é aprofundado conforme se aumenta a capacidade dos caminhões ou do poço.
(GONEN; MALLI; KOSE, 2012)	Avaliação de transporte (rampa, poço ou correia transportadora) em função do OPEX.	Avaliação da alternativa com base na taxa de produção e na profundidade de transporte. Para produções de até 300 ktpa, rampa por caminhões são mais econômicas. Para altas produções e profundidades maiores que 250 m, poços são a alternativa mais econômica.
(SALAMA, 2014)	Avaliação de alternativas de transporte com base no NPV e uso de simulações de eventos.	Avaliação de alternativa para diferentes profundidades (> 1.000 m). Apresenta a participação do custo da energia para as diferentes opções de transporte. Correia transportadora é a alternativa mais econômica para minas com profundidade superior a 1.000 m. O OPEX da opção de caminhões a diesel é o mais sensível a aumento de custos de energia e de poços é o menor.
(GROMOV; BELOGORODTSEV, 2019)	Avaliação baseada em custos, produtividade e tempo de execução. Metodologia para escolha de acesso para estudos de viabilidade.	O transporte por correia transportadora é recomendado para produções na escala de 7 Mtpa

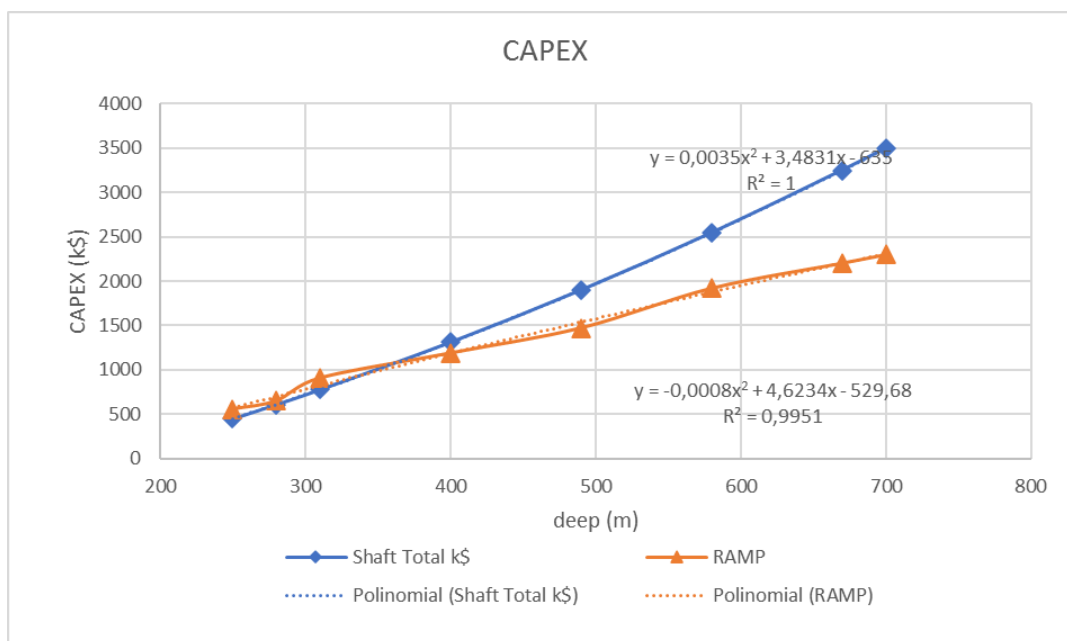
Fonte: elaborado pelo autor.

Observa-se, entre os estudos elencados, principalmente aqueles com foco estrito em escolha de acesso para mineração, a ausência do critério classificação de maciço como critério de escolha de opção de acesso. O contraponto seriam os estudos de Paraskevopoulou e Benardos (2013), que associamos custos de escavação à classificação dos maciços. Entretanto, essa ausência pode dever-se ao maior peso de escolha sobre o OPEX, o qual naturalmente não inclui o custo de execução da estrutura, considerando-se que a variação de custos a se apresentar em função do GSI associada à porcentagem que o CAPEX do acesso representa no CAPEX de toda a mina ser pouco influente. Assim, verifica-se um grande peso para os critérios produtividade e profundidade, pontos-chave dos modelos de Moser (1996) e La Vergne (2008).

A seguir, são apresentados os gráficos e as equações ajustadas para CAPEX e OPEX de transporte em função da variável profundidade. Os valores descritos têm referência com as publicações originais. Nota-se que, com exceção dos valores apresentados por Elevli et al. (2002) para o OPEX, os demais valores reportados apresentam bom ajuste a equações de

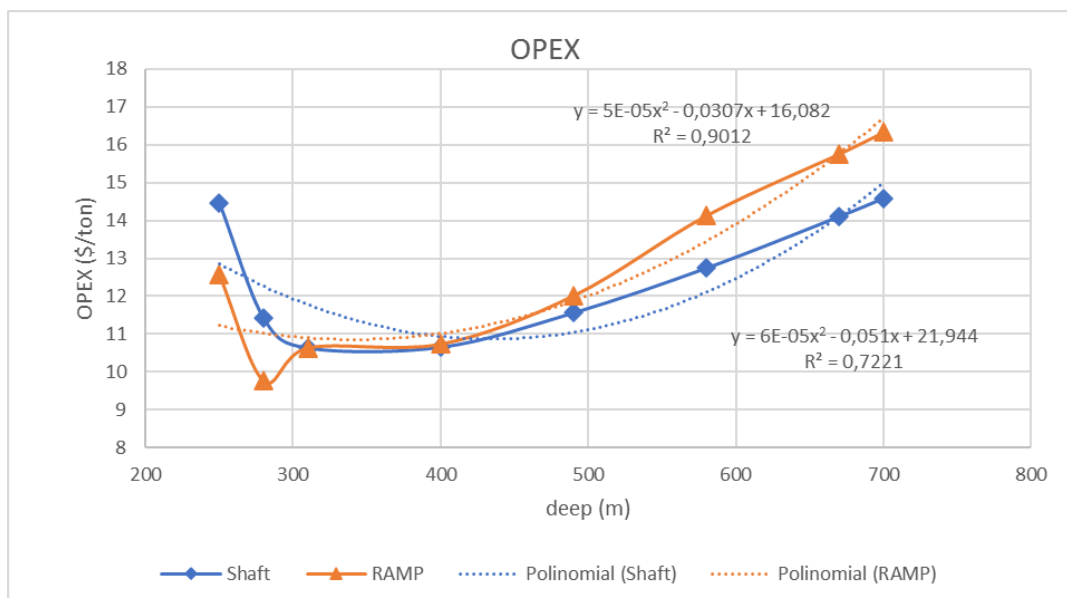
primeira ordem e exponenciais. Assim, observa-se em geral uma continuidade nos custos e, com a profundidade, aumentam-se os custos de transporte (comportamento esperado).

Figura 24 – CAPEX de acesso para poço e rampa para os dados de Elevli et al. (2002)



Fonte: elaborado pelo autor.

Figura 25 – OPEX de transporte para poço e rampa para os dados de Elevli et al. (2002)



Fonte: elaborado pelo autor.

Figura 26 – OPEX de transporte para poço e rampa para os dados de Rupprecht (2011)

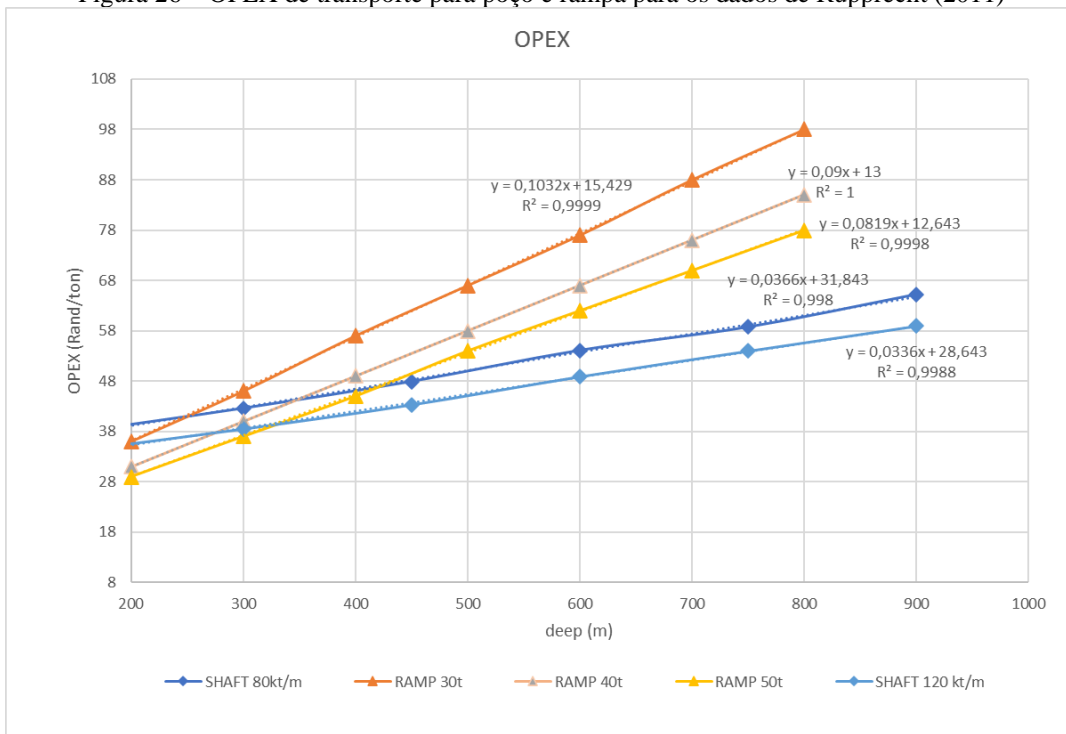


Figura 27– OPEX de transporte para rampa e poço para os dados de Salama (2014)

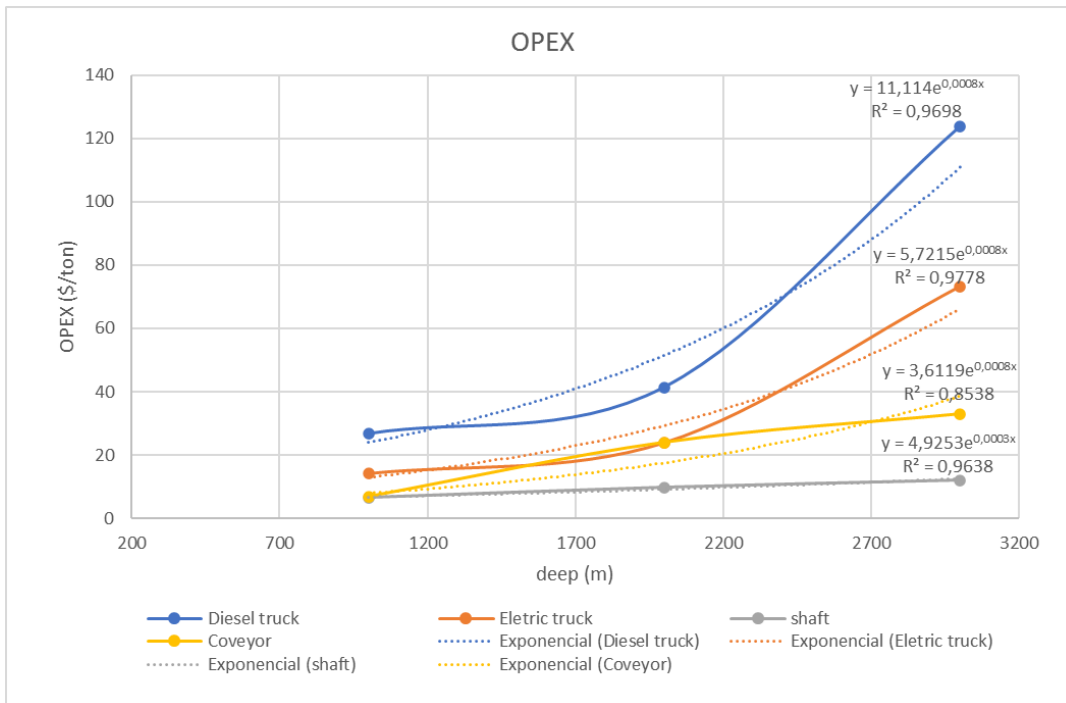
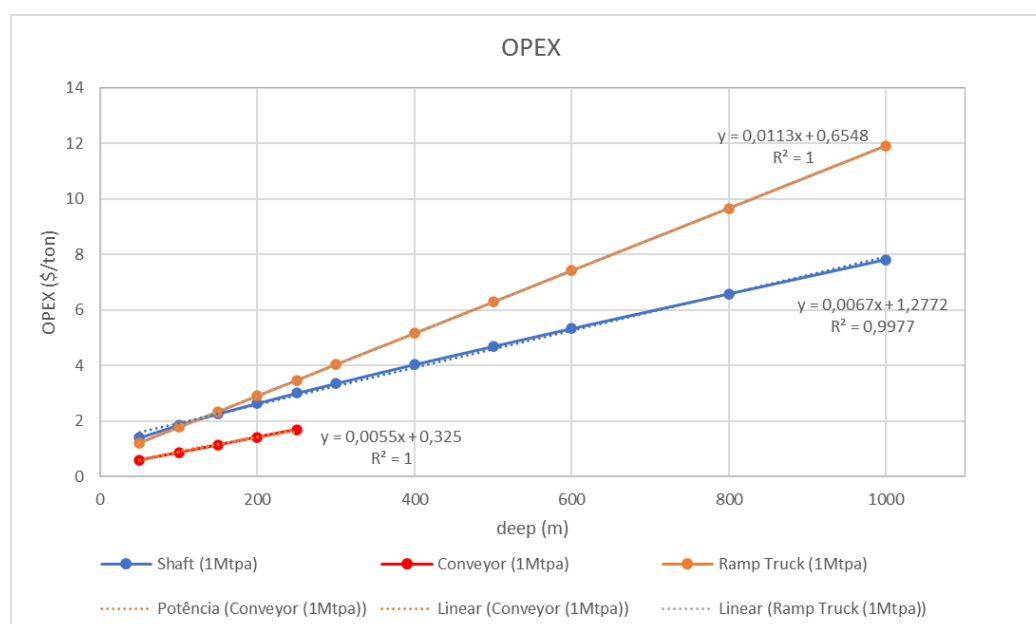


Figura 28 – OPEX de transporte para rampa, poço e correia transportadora para os dados de Gonen et al. (2012)



Fonte: elaborado pelo autor.

Para adequação dos valores das equações, sugere-se a utilização da metodologia *Producer Price Index* (PPI) e o ano de referência de 2019. O ano de referência escolhido deve-se à grande volatilidade de indicadores econômicos apresentadas nos anos subsequentes devido à pandemia de COVID-19. A Tabela 10 apresenta as equações já ajustadas para o OPEX de transporte. Para a estimativa de custos médios, foram ajustadas equações conforme a média das respostas das equações referenciadas. Para a adequação temporal, os resultados devem ser multiplicados pelo PPI respectivo às publicações citadas.

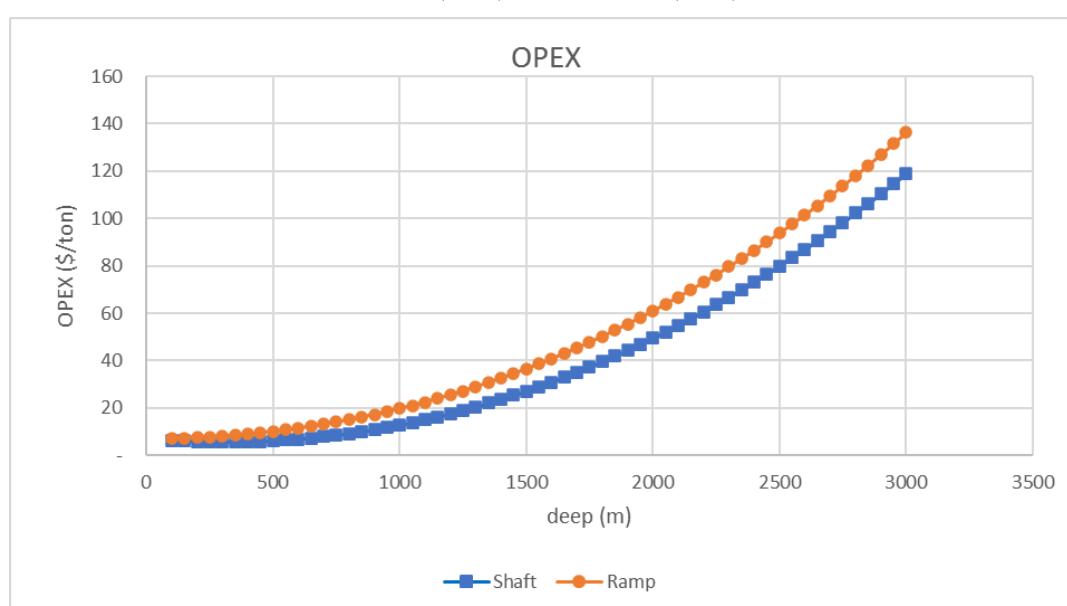
Tabela 10 – Equações ajustadas aos custos operacionais de transporte e à média geral

Acesso	OPEX (\$/ton)	Referência
Rampa	$(5 \cdot 10^{-5}) \cdot (\text{deep}^2) - 0,0307 \cdot \text{deep} + 16,082$	(ELEVLI; DEMERCI;
Poço	$(6 \cdot 10^{-5}) \cdot (\text{deep}^2) - 0,051 \cdot \text{deep} + 21,944$	DAYI, 2002)
Rampa	$0,1032 \cdot \text{deep} + 15,429$	(RUPPRECHT, 2011)
Poço	$0,0366 \cdot \text{deep} + 31,843$	
Rampa (Diesel)	$11,114 \cdot \text{EXP}(0,0008 \cdot \text{deep})$	(SALAMA, 2014)
Rampa (eletr.)	$5,72151 \cdot \text{EXP}(0,0008 \cdot \text{deep})$	
Poço	$3,6119 \cdot \text{EXP}(0,0008 \cdot \text{deep})$	
Correia	$4,9253 \cdot \text{EXP}(0,0003 \cdot \text{deep})$	
Rampa	$0,035045 \cdot \text{deep}^{(0,489 + 2,3867/\text{LN}(\text{prod}))}$	(GONEN; MALLI;
Poço	$7,34741 \cdot (\text{prod}/\text{deep})^{-0,737199}$	KOSE, 2012)
Correia	$(58,064 + \text{prod}) / (0,032059 + 0,18216 \cdot (\text{deep}))$	
Rampa	$2E-05 \cdot (\text{deep}^2) - 0,0051 \cdot \text{deep} + 8,5249$	Média Ajustada
Poço	$2E-05 \cdot (\text{deep}^2 - 0,011 \cdot \text{deep} + 7,64$	

Fonte: elaborado pelo autor.

A Figura 29 ilustra a representação gráfica da média do OPEX para o transporte por rampa e por poço. Observa-se que, na média, ocorre preponderância de menor custo operacional da opção por poço. No caso médio, apenas até a profundidade de 250 m, a opção de rampa seria mais econômica. Embora se deva olhar com ressalva os custos na forma estimada, estes colaboram para o entendimento da tendência de maior economicidade do transporte por rampa para menores profundidades. As ressalvas devem-se às divergências das amostras, cujos custos referem-se a diferentes períodos, regiões e escalas de produção.

Figura 29 – OPEX médio para rampa e poço ajustado pelos dados de Elevli et al. (2002), Rupprecht (2011), Salama (2014), Gonnem et al. (2012)



Fonte: elaborado pelo autor.

Avaliando-se isoladamente pelas equações, nota-se que, em comparação, os valores com maior discrepância aos demais são os fornecidos pela equação ajustada aos valores de Elevli et al. (2002), o que pode ser atribuído (i) ao desenvolvimento tecnológico e produtivo decorrido desde 2002 e (ii) ao limite de aplicação da equação ao intervalo de profundidade de 250-700 metros. Desse modo, estima-se que as equações médias da Tabela 9, em que foram ajustados valores do gráfico, têm validade adequada até a profundidade de 700 metros.

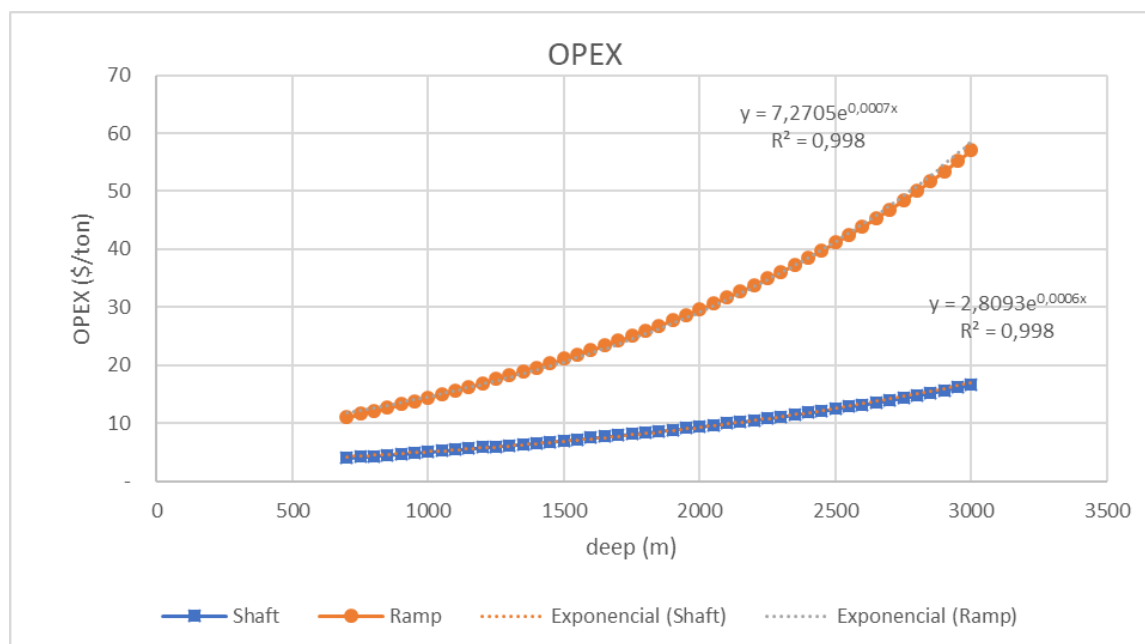
Para demais valores ao ajuste, pode-se considerar a exclusão dos valores da equação fornecida pelo ajuste a Elevli et al. (2002) para a média dos custos. Assim, temos equações que descrevem os custos médios para profundidades superiores a 700 metros (Tabela 11 e Figura 30).

Tabela 11 – Equações de custos operacionais para dados de Rupprecht (2011), Salama (2014), Gonnem et al. (2012)

Acesso	OPEX (\$)	Referência
Rampa	$7,2705 * \text{EXP}(0,0007 * \text{deep})$	Média Ajustada
Poço	$2,8093 * \text{EXP}(0,0006 * \text{deep})$	

Fonte: elaborado pelo autor.

Figura 30 – OPEX médio para rampa e poço ajustado pelos dados de Rupprecht (2011), Salama (2014), Gonnem et al. (2012)



Fonte: elaborado pelo autor.

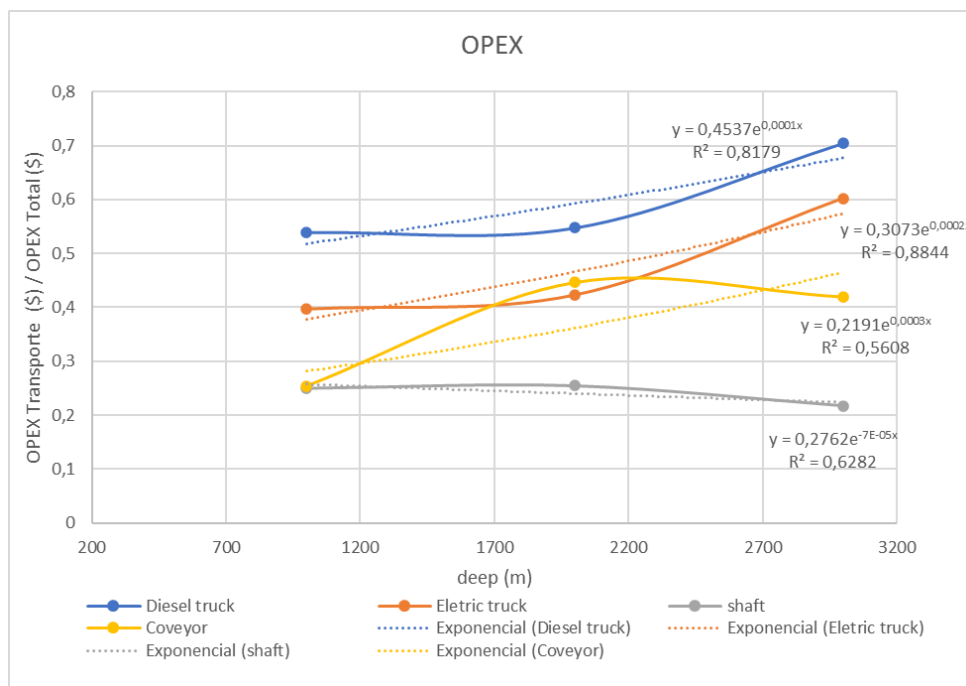
2.2.1.1 Participação do transporte no OPEX total da mina

Para a composição de um OPEX geral da lavra, outros custos devem ser considerados, incluindo os custos de desenvolvimento, suporte, pessoal, setor administrativo e manutenção, entre outros. Diferentes autores descrevem ou subdividem as componentes de tais custos de diferentes formas. Todavia, costuma haver a diferenciação do custo de desenvolvimento, administrativo e da operação, sendo que neste último tende a ser incluído o custo de transporte. Com foco na estimativa de custos, muitos modelos econômicos apresentam diretamente o custo geral da lavra, como Camm e Stebbins (2020) e de Araújo et al. (2021).

Como mensuração da participação do custo de transporte na composição do custo operacional geral de lavra, Salama (2014) apresenta a sua distinção para diferentes estratégias de transporte. Assim, podemos mensurar a participação do custo de transporte para a composição do custo geral de lavra para diferentes opções de transporte. Tal vinculação permite

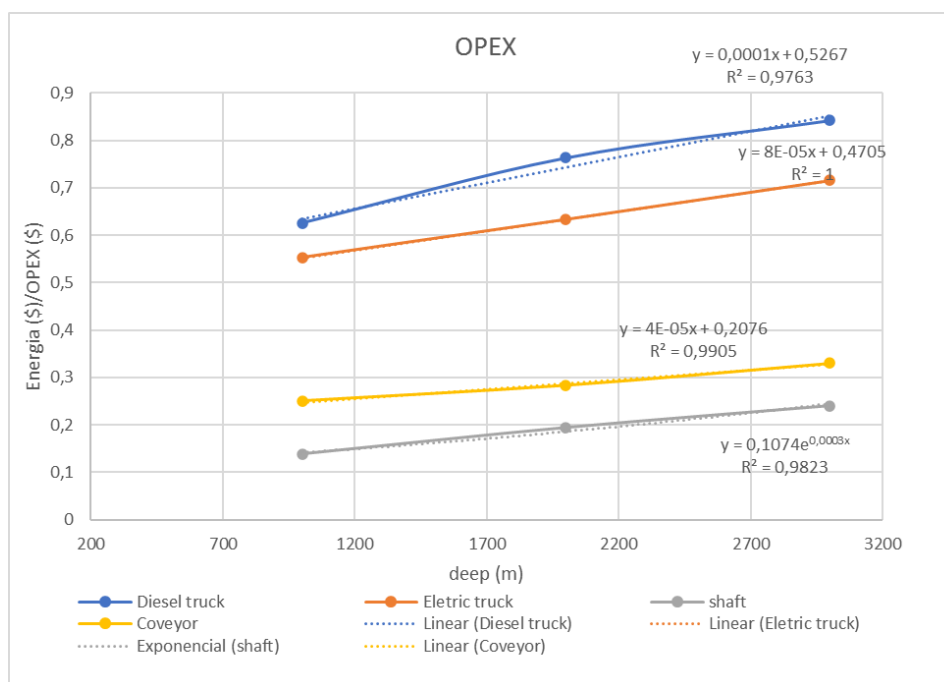
identificar também a vinculação do custo de lavra geral com o custo de energia, possibilitando seu tratamento em análises de risco ou como item a se considerar na escolha do método de transporte.

Figura 31 – Relação entre o OPEX de transporte e o OPEX total da lavra para os dados de Salama (2014)



Fonte: elaborado pelo autor.

Figura 32 – Relação entre o custo de energia e o OPEX de transporte para os dados de Salama (2014)



Fonte: elaborado pelo autor.

2.2.2 Custo de Implementação

Para a consideração dos custos de implementação da infraestrutura de acesso e/ou transporte, observam-se as mesmas limitações quanto aos custos operacionais, sendo raras as referências quanto a custos de instalações em separado, mas sendo comum em níveis conceituais e de pré-viabilidade o tratamento conjunto como custo geral de instalação da mina, ou seja, um CAPEX total da mina. Trabalhos como o de Costa (2015) apresentam custos estimados com base em consulta a profissionais e empresas, mesmo princípio aplicado por Cardozo (2015), para estimativa de custo de execução de plano inclinado e poços.

Já metodologias como as descritas nos trabalhos de Nagle (1988), O'Hara e Suboleski (1992), e implícitas no software SHERPA, apresentam um sequenciamento de etapas para estimativa do custo de implementação. Nestes são aplicadas formulações e escolhas de parâmetros para estimativa de custo final. Como exemplo de estimativa direta, temos os valores apresentados por Elevli et al. (2002), mas ressaltando-se as mesmas limitações do OPEX. Outra referência de estimativa de custos é o trabalho de Paraskevopoulou e Benardos (2013), que relacionam o custo de escavação com a profundidade com o GSI. Embora apresentem estimativas de custos para túneis, estes podem ser utilizados como referência para o custo de execução de rampas. Destaca-se que outras metodologias não entram em critérios geomecânicos.

A Tabela 12 apresenta a compilação de referências para custos da execução de acesso excluídas sua equipação (aquisição e instalação de equipamentos) para algumas referências.

Tabela 12 – Equações ajustadas para custos de instalação de acesso

Tipo de Acesso	CAPEX	Referência
Poço	$(0,0035*(deep^2)+3,4831*deep-635)*1000$	(ELEVLI; DEMERCI; DAYI, 2002)
Poço	$((1,85*(prod^{0,15}))^3,28084)^{0,7} * ((deep*3,28084)^{1,05})$	(O'HARA; SUBOLESKI, 1992)
Rampa	$(-0,0008*(deep^2)+ 4,6234*deep-529,68)*1000$	(ELEVLI; DEMERCI; DAYI, 2002)
Rampa/Túnel	$(deep/0,1)*20148,38*EXP(GSI*(-0,0227))$	(PARASKEVOPOULOU; BENARDOS, 2013)

Fonte: elaborado pelo autor.

Todavia, cabe destacar que, no caso de túneis, o grande diferencial de custos no critério geomecânico refere-se a execuções com GSI abaixo de 35 com a recomendação de uso de

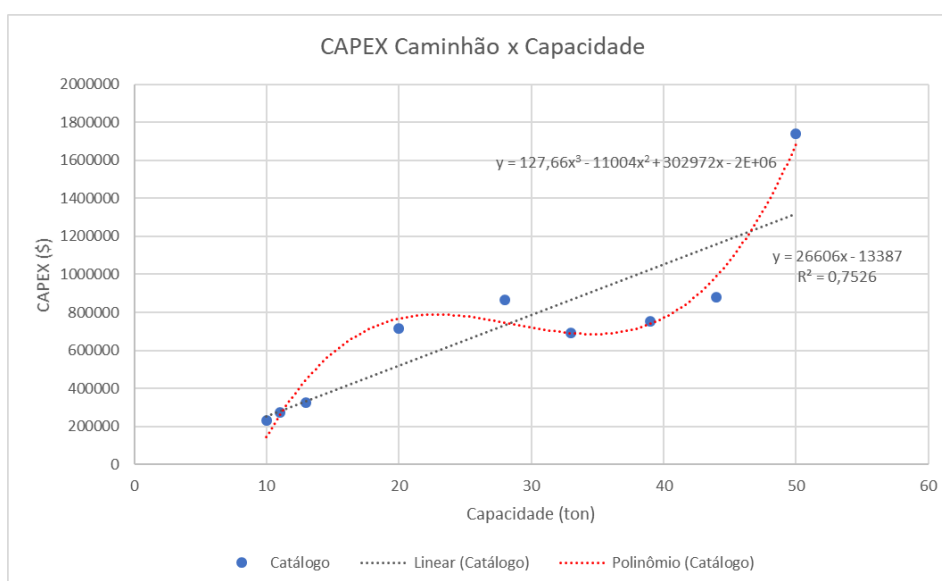
cambotas metálicas (PETROUTSATOU; LAMBROPOULOS; PANTOUVAKIS, 2006). Para valores superiores a 40 (GSI), são tipicamente utilizados suportes padrões parafusos de teto, a depender da sessão da escavação. Vemos que o critério geomecânico desempenha um papel relevante em custos na diferenciação de classes inferiores para médias superiores, em que as classes V e IV apresentam custos superiores às classes IV-I. Outro fator a ser considerado é tempo de execução, em que classes V e/ou ao se tratar de um saprólito (ou solo de qualidade inferior) o tempo de execução pode tornar-se, além do custo, um empecilho para a sua opção em projetos. Ademais, para qualquer opção, uma parcela significativa se dará quanto à capacidade e à tecnologia escolhida para o transporte (se caminhões convencionais, de alta capacidade, elétricos, correia transportadora, elevador do poço), considerando-se ainda a procedência do fornecedor.

Para o caso da opção por correia transportadora, cabe observar que a estrutura de acesso é executada normalmente por um plano inclinado, sendo equipado com o sistema de correia. Assim, seu CAPEX pode ser estabelecido conforme o custo de execução do plano inclinado. Como referências para custos de instalação de poços, temos o trabalho de O'Hara e Suboleski (1992). Para o caso de transporte por caminhões, o custo de aquisição pode ser cotado com relativa facilidade por fornecedores ou por catálogos, como de Wester Mining ou Infomine.

2.2.2.1 Custo para frota de caminhões

Em etapas iniciais de projeto, uma alternativa para a estimativa de custos de aquisição de equipamentos é a aplicação sistemática de equações paramétricas. No caso da opção transporte por caminhões em rampa, é minimamente necessária uma definição do número de equipamentos e de sua capacidade para posterior multiplicação pelo custo unitário – metodologia esta já aplicada para minas a céu aberto no modelo de O'Hara. Para definição de número de caminhões, temos como referência aplicável Rupprecht (2011), sendo necessária a pré-definição da capacidade de caminhões a ser adotada.

Figura 33 – CAPEX de caminhões diesel em função da capacidade



Fonte: elaborado pelo autor.

A Tabela 13 apresenta equações ajustadas para estimativa de frota e custo em função da produção almejada (diária), profundidade e capacidade de caminhão (em toneladas). As equações de custos já se encontram adequadas ao ano de 2019.

Tabela 13 – Equações ajustadas para estimativa de frota de caminhões

Item	Equação	Referência
Número de caminhões	$(0,000409805 * (\text{prod}) * (\text{deep}/\text{truck_cap})^{0,748709})$	(RUPPRECHT, 2011)
CAPEX \$ (ajuste linear)	$26606 * \text{truck_cap} - 13387$	(INFOMINE, 2014)
CAPEX \$ (ajuste polinomial)	$127,66 * (\text{truck_cap}^3) - 11004 * (\text{truck_cap}^2) + 302972 * (\text{truck_cap}) - 2000000$	(INFOMINE, 2014)

Fonte: elaborado pelo autor.

2.2.2.2 Custo para equipação de poço

Para a estimativa de custos de equipação de poços, devem ser considerados os de instalação dos componentes que virão a operacionalizar o sistema: motores, compressores, torre, guincho, entre outros pormenores. Cabe considerar que o custo destes irá variar com o dimensionamento, o qual inclui capacidade de extração, que por sua vez se reflete em dimensões e potência. Naturalmente equipamentos de maior capacidade resultam em maiores custos. Como referências para estimativas de custo para a equipação de poços, assim como para a sua execução, temos o próprio modelo de O'Hara e sua posterior complementação por O'Hara

e Suboleski (1992), com uma sequência de equacionamentos paramétricos que convergem em custo de instalação de poço. É de se destacar que estes, mesmo sendo atualizados conforme a moeda corrente (técnica PPI), tendem a apresentar discrepâncias com projetos atuais, dada a evolução tecnológica; contudo, ainda servem como boas referências para projetos iniciais. A Tabela 14 apresenta os itens necessários para a definição dos custos equipamento do poço. Destaca-se que a fórmula utiliza profundidade (deep_ft) em pés e produção diária (prod) em toneladas métricas.

Tabela 14 – Equações para especificação de estrutura de poço

Item	Equação	Referência
Velocidade – S (pés/min)	$1,6636 * (\text{deep_ft}^{0,5}) * (\text{prod}^{0,4})$	(O'HARA; SUBOLESKI, 1992)
Diâmetro Tambor – D (pés)	$4,2525 * (\text{deep_ft}^{0,14}) * (\text{prod}^{0,3})$	
Potência – Hp (HP)	$0,5 * S * (D/100)^{0,4}$	
Diâmetro Poço – D' (pés)	$5,5 * (\text{prod})^{0,15}$	
Altura Torre – H (pés)	$8,2372 * (\text{prod}^{0,3}) + 1,2 * (S^{0,5})$	
Peso Estrutura – W (lbs)	$0,000012 * (H^3) * (D^2)$	

Fonte: elaborado pelo autor.

Nesse contexto, calculados os parâmetros técnicos, as equações da Tabela 15 permitem-nos inferir os custos para a instalação da estrutura. Maiores detalhes podem ser verificados em O'Hara e Suboleski (1992).

Tabela 15 – Custo para estrutura de poço

Item CAPEX (\$)	Equação	Referência
Torre e gaiola	$7,556676946 * (D^{1,4}) * (Hp^{0,2})$	(O'HARA; SUBOLESKI, 1992)
Estrutura torre	$19397,86666 * (W)^{0,9}$	
Skips	$749,394779 * (\text{prod})^{0,7}$	
Total (\$)	Torre e gaiola + Estrutura torre + Skips	

Fonte: elaborado pelo autor.

Destaca-se, por fim, que os valores devem ser atualizados para o ano de interesse, recomendando-se a aplicação de PPI, sendo que o índice de 1992-2019, para o setor de mineração, corresponde a um índice de 2,73. Assim, recomenda-se que o valor de custo estimado pelas equações seja multiplicado pelo índice de 2,73 em caso de atualização para valores de 2019.

2.2.2.3 *Custo para equipação de correia transportadora*

A instalação de correia transportadora é considerada altamente dispendiosa por requerer grande infraestrutura eletromecânica. Sua instalação pode facilmente extrapolar o custo de outros equipamentos de lavra somados e/ou de execução de plano inclinado. Cardozo (2015), em um estudo de pré-viabilidade para mina subterrânea de carvão, estimou o custo de 25 M\$ para aquisição e instalação do sistema de correia para uma produção de até 4 Mtpa ou 17 ktpd. Já o modelo MAFMINE 3.1 passou a adotar o valor de referência de 15 M\$, considerado mais conservador a minas de menores produções, com base no fato de que maiores taxas se enquadrariam como exceções.

2.2.3 *Análise Crítica*

Avaliando-se as publicações originais, vemos certa dispersão nas estimativas de custos e custos apresentados. Embora essa disparidade seja atenuada na homogeneização da base monetária, ainda assim ocorrem dispersões significativas nas equações ajustadas. Algumas tendências são identificadas, como a utilização da variável profundidade como item fundamental, sobrepondo-se até mesmo à taxa de produção como indicativo de custo. De fato, embora tenha influência nos custos, o peso da taxa de produção pode ser considerado pequeno para o OPEX do transporte frente à profundidade. Os dados apresentados por Salama (2014) ajudam-nos a entender esse fenômeno ao especificar o peso do custo da energia no OPEX do transporte e, conseqüentemente, no OPEX da lavra.

De fato, o custo da energia mostra-se uma variável importante a ser considerada nas avaliações de projetos, como apresenta Guerra et al. (2020). Considerando-se as formulações, vemos que, a depender da volatilidade e da disponibilidade, opções por poço ou rampa com frota elétrica podem ser mais interessantes a longo prazo frente à opção de rampa por frota a diesel. Nesses casos, a escolha de tipo de acesso tangencia perspectivas energéticas, devendo ser consideradas matrizes energéticas locais aos projetos e perspectivas futuras. Entretanto, outros fatores também devem ser levados em consideração no caso estrito de opção entre frota elétrica/diesel, como produtividade e aspectos de segurança (JACOBS; HODKIEWICZ; BRAUNL, 2015).

Considerando-se o histórico de evolução tecnológica para mineração, vemos que certos fatores locais e culturais também devem ser ponderados para a escolha de tecnologia a se adotar. No caso, ponderar acerca da disponibilidade de mão de obra qualificada e da

identificação da cultura local para a atividade pode ser fator-chave no sucesso de um empreendimento. Para o caso da automação de equipamentos, além do custo e da disponibilidade de energia, deve-se avaliar se a disponibilidade de manutenção qualificada e a logística de insumos. Outro ponto menos direto é a visão da comunidade quanto à instalação de um projeto, a depender, mais do que uma decisão econômica, a escolha por uma frota elétrica (ou livre de diesel) pode ser uma propaganda para um projeto, assim como a escolha por um modelo que favoreça uma economia local capacitada e habituada a equipamentos a diesel. Tais fatores podem vir a explicar divergências entre metodologias empíricas (LA VERGNE, 2008; MOSER, 1996) e as escolhas adotadas em projetos.

A Tabela 16 apresenta fatores elencados como vantagens e desvantagens do tipo de acesso com base em trabalhos referenciados anteriormente e na avaliação das equações ajustadas aos dados. Destaca-se que essas conclusões estão alinhadas àquelas apresentadas por Costa (2015).

Tabela 16 – Avaliação de opção entre poço e rampa

	Desvantagem	Vantagem
Poço	<p>Maior custo de instalação a grandes profundidades e para maiores capacidades.</p> <p>Flexibilidade limitada à instalação da estrutura.</p> <p>Alto custo de equipagem do sistema poço/elevador.</p>	<p>Menor custo de produção para grandes profundidades.</p> <p>Menor sensibilidade a custos de energia (combustíveis).</p> <p>Ventilação da mina facilitada.</p>
Rampa	<p>Maior custo de produção em maiores profundidades.</p> <p>Maior flexibilidade – frota diesel/eletrificada, aumento/redução de frota.</p> <p>Maior dificuldade de ventilação (calor e gases) se frota a diesel.</p>	<p>Menor custo de instalação para maiores profundidades em comparação a poço.</p> <p>Maior sensibilidade a custos de energia.</p> <p>Melhor ventilação, sem emissão de gases e menor geração de calor se frota elétrica.</p>

Fonte: elaborado pelo autor.

2.3 CONCLUSÕES PARCIAIS

Esta sessão centrou-se na modelagem de custos para o desenvolvimento e a operacionalização de acessos para transporte de mina, conforme a necessidade e os parâmetros destacados nas Partes I e II. Fez-se um apanhado de referências sobre custos e suas possibilidades de aplicação em projetos e na escolha de opção de acessos. Verifica-se que ocorrem divergências significativas nas estimativas de custos (OPEX e CAPEX) de quais parâmetros a serem considerados. De mesma forma, vê-se que critérios geotécnicos (qualidade da rocha) não costumam ser abordados nas estimativas de custos em etapas iniciais de projetos, embora possam ser condicionantes limitantes para opções de projeto.

Quanto às estimativas de custos por equações paramétricas, observamos divergências de estimativas nos casos apontados pelos diferentes autores. Porém, as equações médias ajustadas das Tabelas 10 e 11 apresentaram erros compatíveis com as etapas de estudo conceitual (inferiores a 50%), em comparação a projetos reais, conforme se pode observar nas Tabelas 17 e 18.

Tabela 17 – Comparação entre OPEX estimado e reportado de projetos

Descrição	-	OPEX U\$/t
Rampa por caminhões – Niocorp (USA) profundidade 500 m, prod 2750 tpd	Reportado	7,9
	Modelo (Tabela 10)	10,9
Rampa por caminhões – Spnyx (CAN) profundidade de 650 m, prod 3400 tpd	Reportado	11,05
	Modelo (Tabela 11)	11,45
Poço – Nevada Copper (USA) profundidade 853 m, prod 5300 tpd	Reportado	5,12
	Modelo (Tabela 11)	4,14

Fonte: elaborado pelo autor.

Tabela 18 – Comparação entre CAPEX estimado e reportado de projetos

Descrição	-	CAPEX MU\$
Rampa por caminhões – Niocorp (USA) profundidade 500 m, prod 2750 tpd	Reportado	52
	Modelo (Tabela 12)	37
Poço – Nevada Copper (USA) profundidade 853 m, prod 5300 tpd	Reportado	39,9
	Modelo (Tabela 14 e 15)	65,1

Fonte: elaborado pelo autor.

Pode-se concluir preliminarmente que, para o caso de escolha de acessos, a modelagem em conjunto com todo o empreendimento mineiro não é de grande valia para as etapas iniciais

de projetos, sobretudo em termos de custos, uma vez que estes não são limitantes (no caso genérico) para a viabilidade de um empreendimento. Assim, presume-se que outros critérios são guiadores da tomada de decisão.

3. PARTE III

A Parte III aborda metodologias empíricas de natureza técnica para a escolha de acesso e opção de transporte. São abordadas as opções adotadas em projetos de viabilidade de minas subterrâneas, disponibilizadas no SEDAR (*System for Electronic Document Analysis and Retrieval*) e em algumas minas em operação no Brasil e no mundo. Com base nelas, é proposta uma atualização de algoritmo empírico para a escolha de acesso/transporte com base nos algoritmos de Moser (1996) e La Vergne (2003).

3.1 ESCOLHA DE ACESSO

A escolha pelo tipo de acesso subterrâneo, o que inclui o acesso de equipamentos, pessoal, suprimentos e escoamento da produção, costuma levar em consideração fatores econômicos e técnicos. Vários autores já debateram o tema, como McCarthy e Livingstone (1993), que apresentam comparações entre poço e plano inclinado quanto ao custo de execução e de escoamento da produção. Apesar disso, normalmente a escolha inicial (etapas preliminares de projeto) tende a se basear em casos de sucessos ou em chamadas “regras de ouro”, estas também estruturadas sobre casos de sucesso, como as reunidas por La Vergne (2003)¹⁷ apud Gomes (2012) e descritas na Tabela 19.

Tabela 19 – “Regras de ouro” para determinação do tipo de acesso para mina subterrânea

Regra	Autor
Em minas do Leste Australiano com potencial de atingir profundidades superiores a 500 metros ou taxas de produção superiores a 400 ktpa, é preferível o acesso por poço .	McCarthy (1999)
A profundidade recomendável para a transição de poço para rampa varia de 300 a 350 metros.	Northcode (1973)

¹⁷ **Hard rock miners handbook**. North Bay, Ont.: McIntosh Engineering, 2003.

Para taxas de produção inferiores a 1 Mtpa, o **transporte por caminhões** em rampa é preferível ao transporte poço em profundidades de até 300 metros.

Northcode (1973)

O transporte em minas rasas para produções superiores a 5 ktpa é mais viável por correia transportadora do que por caminhões em rampa.

Al Fernie (apud La Vergne, 2003)

Como regra geral, o transporte por correia transportadora é mais econômico do que o transporte por caminhões para distâncias superiores a 1 km.

Heinz Altoff (apud La Vergne, 2003)

A profundidade do poço deve ser capaz de permitir 1.800 dias de exploração do minério.

O'Hara (apud La Vergne, 2003)

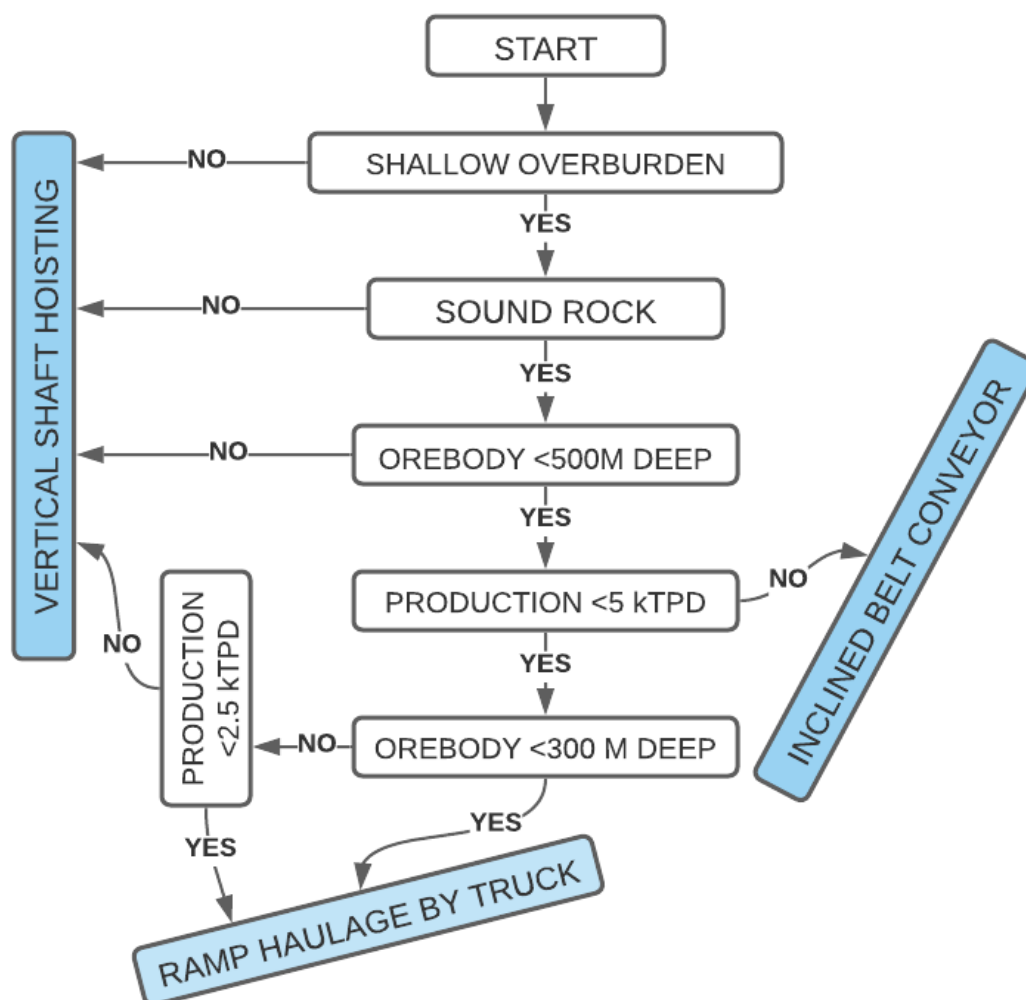
Fonte: adaptado de Gomes (2012).

Claramente, pode-se notar que mesmo regras observacionais de casos de sucessos apresentam certa variabilidade, como observamos no caso da Tabela 19 quanto à definição por correia transportadora ou transporte por caminhões em rampa. Também é óbvio que cada exploração terá suas peculiaridades e que essas regras limitam-se a orientar estimativas e estudos preliminares. Cabe ressaltar novamente as constantes evoluções tecnológicas que aumentem produtividades e reduzam custos, permitindo maior dinâmica atualmente para escolhas de tipos de acesso e de transporte. Trabalhos mais recentes (GONNEN et al., 2012; RUPPRECHT, 2011; SALAMA, 2014) têm apontado para alterações nas “regras de ouro” já apresentadas, aprofundando o uso de caminhões em rampa e elevando taxas de produção para migração para poços ou correias.

Todavia, é prática das etapas iniciais a consideração de fluxogramas empíricos, os quais englobam ainda as “regras de ouro”. Como exemplo de grande aplicação, temos o algoritmo de La Vergne (2003), do *Hard Rock Miner Handbook*, apresentado na Figura 34. Nesse algoritmo sugerido por La Vergne (2003) para a escolha de acessos para minas subterrâneas, as expressões *shallow overburden* e *sound rock* são qualitativas do meio de escavação, referentes respectivamente à cobertura inconsolidada ou camada de solo e à resistência do maciço rochoso. O primeiro termo indica uma limitação em que, caso o projetista considere ocorrer uma significativa camada de material inconsolidado, a opção deveria ser poço. O segundo termo faz

alusão ao som gerado a um impacto feito sob a rocha, onde a geração de som indicaria resistência mecânica da rocha.

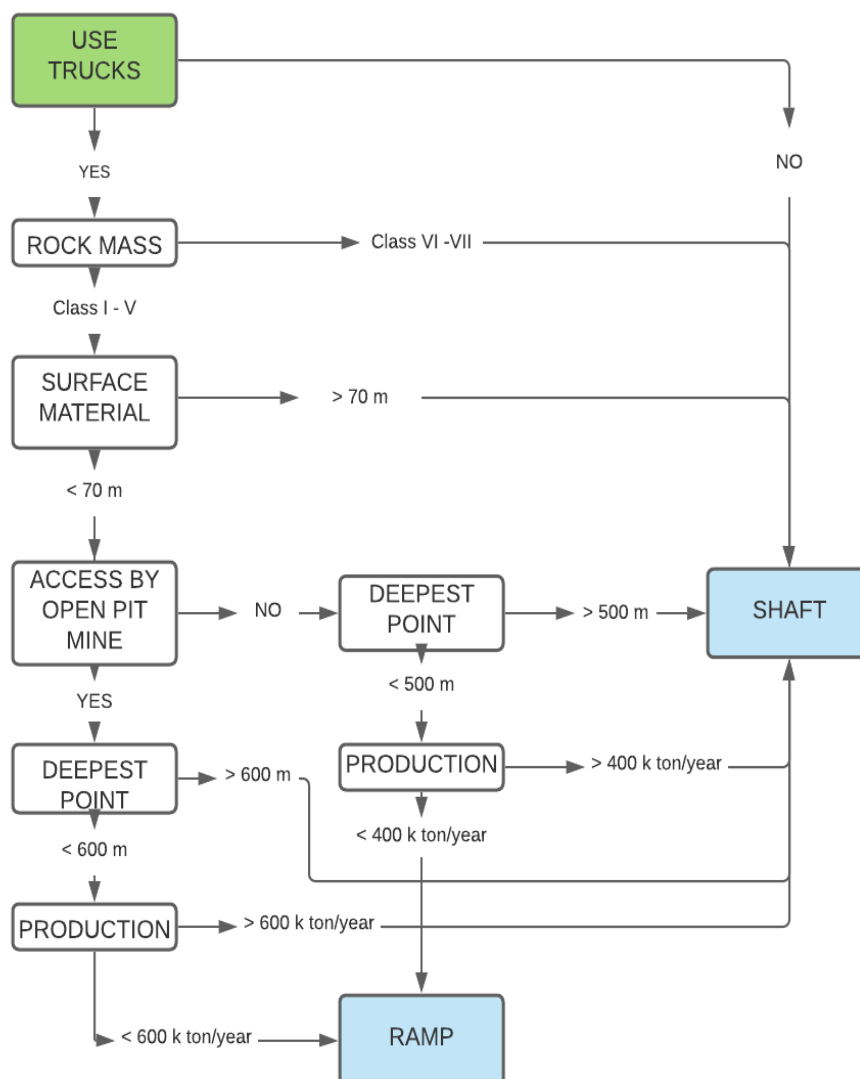
Figura 34 – Algoritmo de La Vergne para determinação do tipo de acesso



Fonte: adaptado de La Vergne (2003).

Outra alternativa clássica para a escolha de acesso e transporte é a utilização de fluxograma como o proposto por Moser (1996), em que, considerando-se o caso de 50 minas subterrâneas (à época), apresenta-seum algoritmo (Figura 35) para a determinação do tipo acesso a ser operado, considerando-se parâmetros de entrada, tais como profundidade, produção e qualidade do maciço rochoso. Tal algoritmo, devido à excelente aplicabilidade, é amplamente utilizado para estudos conceituais em mineração até o presente momento, embora já esteja vinculado à predefinição do tipo de transporte adotado na mina.

Figura 35 – Algoritmo de Moser para determinação do tipo de acesso a mina subterrânea



Fonte: adaptado de Moser (1996).

Entretanto, devem-se considerar opções não abordadas pelo autor, como o uso de sistemas por correias transportadoras e a evolução de equipamentos, o que permite a utilização de caminhões com alta produtividade e em maiores profundidades. De fato, vemos em ambas as metodologias grande defasagem nos limites de profundidade e produtividade, devido às evoluções tecnológicas sofridas pela mineração nas últimas décadas, as quais são reportadas em publicações e relatórios de projetos.

3.2 ALGORITMO DE ESCOLHA DE ACESSO E ADERÊNCIA

3.2.1 Base de Dados para Atualização de Algoritmo

Para a geração de um banco de dados abrangente, ou seja, que permita uma análise consistente quanto ao desenvolvimento de aberturas subterrâneas, tipos de acessos, suportes adotados e seus custos, realizou-se análise exploratória de projetos de empreendimentos mineiros em fases iniciais (conceitual – viabilidade). Optou-se pelos projetos disponibilizados no SEDAR, tanto por serem de livre acesso quanto por serem em número representativo. Cabe destacar, porém, que apresentam grande heterogeneidade de detalhamentos, marcante quanto à geomecânica e ao detalhamento de estruturas subterrâneas, principalmente quanto à escolha de acesso e de mina.

Complementarmente, foram avaliados os limites de capacidade produtiva e profundidade frente à escolha de acesso e método de transporte, com os reportados sobre minas operantes, estas compiladas por Costa (2015). Tal referência apresenta uma consistente compilação a respeito das opções de acesso adotadas em diversas minas em operação.

3.2.2 Dados do Canadian Securities Administrators (CSA) e System for Electronic Document Analysis and Retrieval (SEDAR)

No Canadá, o maior centro financeiro está localizado em Toronto, onde se situa a sede da bolsa de valores do país, a Toronto Stock Exchange (TSX), na qual as empresas de capital aberto negociam suas ações, sendo elas canadenses ou não. Uma vez listadas, as companhias seguem as regras da Canadian Securities Administrators (CSA), que é a agência local que regulariza o mercado capital.

Todos os relatórios técnicos, sejam de reserva e/ou de recursos fornecidos pelas mineradoras, devem seguir as normas instrumentais NI 43-101, cujo objetivo é assegurar que informações enganosas, errôneas ou fraudulentas relacionadas a propriedades minerais não sejam publicadas e promovidas para investidores nas bolsas de valores supervisionadas pela CSA. Destarte, a NI 43-101 contém regras e políticas para atenuar as incertezas na declaração de recursos e reservas.¹⁸ Para assegurar a transparência dos dados, a CSA disponibiliza o

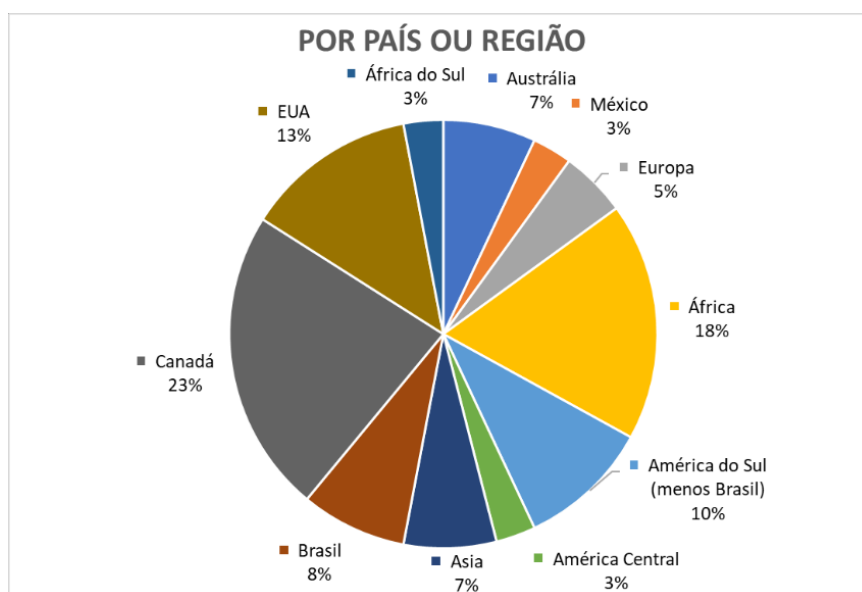
¹⁸ Disponível no site: <<https://mrmr.cim.org/en/standards/canadian-securities-regulatory-standards-for-mineral-projects/>>.

System for Electronic Document Analysis and Retrieval (SEDAR) para que as empresas divulguem (ou não) aos acionistas todos os estudos de recurso, estudos conceituais (PEA), pré-viabilidade (PFS) e viabilidade (FS), informes dos responsáveis pelos estudos e, entre os informativos, aqueles inerentes ou não ao documento NI 43-101.

3.2.3 Base de Dados

Dos 473 projetos analisados (coletados do SEDAR), todos em nível de viabilidade (FS), 59 foram considerados de maior relevância para contribuição ao estudo. Os motivos dos estudos descartados abrangem informações imprecisas, métodos de lavra extremamente imprecisos, lavra por dissolução, entre outros, estudos em que o minério apresenta grande especificidade (como diamante). A Figura 36 apresenta a distribuição locacional dos projetos em nível de Viabilidade no SEDAR. Em sua maior parte, os estudos estão localizados na América do Norte (Canadá, Estados Unidos e México) e na África, de acordo com a Figura 36.

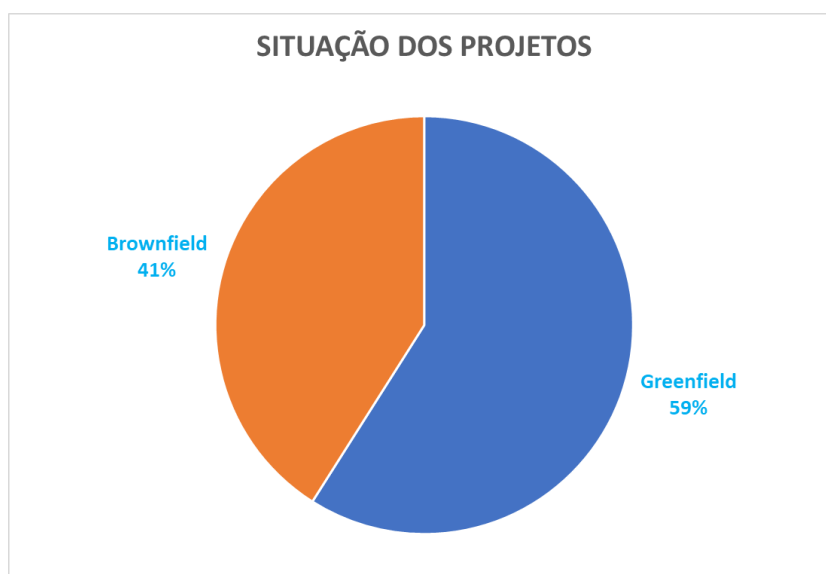
Figura 36 – Distribuição dos projetos por país e região



Fonte: elaborado pelo autor.

Dos estudos aproveitados no banco de dados, quase 50% dos projetos são considerados novos ou *greenfield*, enquanto 41% são considerados projetos retomados ou *brownfield*.

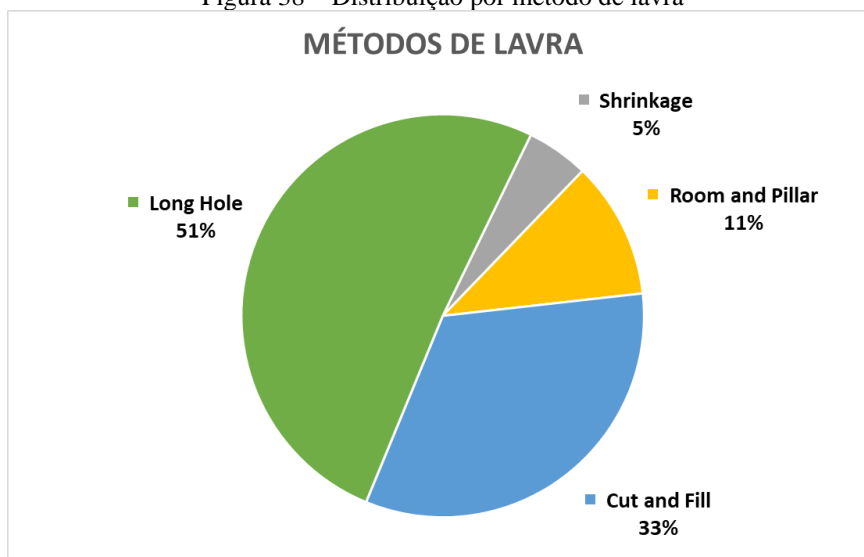
Figura 37 – Distribuição por situação do projeto



Fonte: elaborado pelo autor.

Dos métodos de lavras, *Long Hole* (LH) foi o mais utilizado, seguido de *Cut and Fill* (CF), *Room and Pillar* (RP) e *Shrinkage* (SH). No banco de dados, os métodos RP e SH não apresentaram uma quantidade suficiente para serem analisados separadamente.

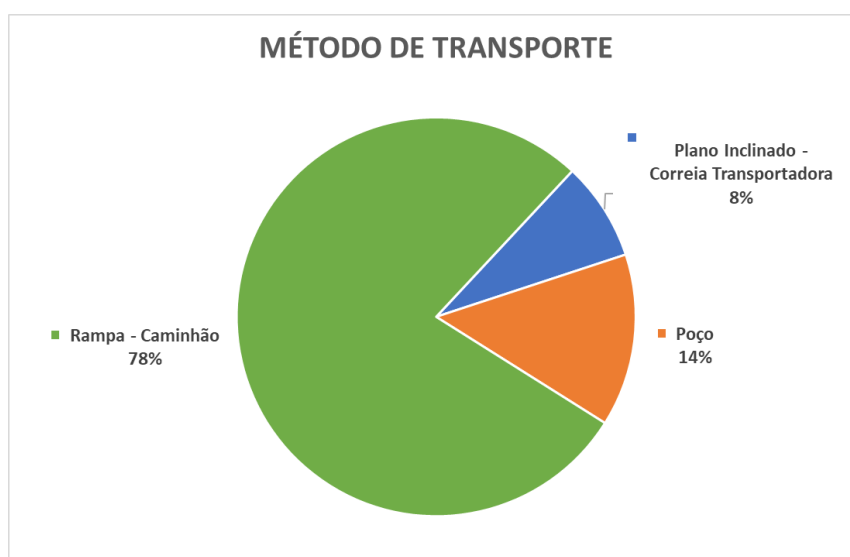
Figura 38 – Distribuição por método de lavra



Fonte: elaborado pelo autor.

Dentre os métodos de transportes do minério até a superfície, a maioria deles utiliza caminhões como meio de exploração, ou seja, rampa e plano inclinado, seguido de poço (*shaft*) e correias transportadoras através de túneis sub-horizontais.

Figura 39 – Distribuição por método de transporte



Fonte: elaborado pelo autor.

Os dados tratados foram utilizados para avaliações acerca das metodologias de escolhas de tipos de acessos e transporte em projetos de mineração subterrânea e aderência de custos para os métodos específicos. Relacionando os parâmetros dos projetos, foi possível verificar relações entre profundidade, produção e tipo de acesso adotado, bem como taxa de produção e custos. Tais relações são abordadas também por Araújo et al. (2021) e serviram de base para as contribuições e propostas de aplicações apresentadas a seguir.

A Tabela 20 ilustra a relação de projetos reportados e dados pertinentes à escolha do tipo de acesso e transporte compilados dos projetos reportados no SEDAR para minas subterrâneas em fase de viabilidade.

Tabela 20 – Projetos em mineração subterrânea reportados no SEDAR até 2020 e características técnicas

SEDAR-UG	Empresa	País	Minério	Produção minério e estéril (STd)	Profundidade (m)	Qualidade da rocha	RMR	Q	Transporte adotado
1	Belgravo	USA	Potássio	11243,562	1640	Boa	70	40	Correia
2	Abcourt	Canada	Prata	826,7325	600	Boa	61	10	Rampa/Truck
3	Aura	Brazil	Ouro	992,079	300	Boa	77	15	Rampa/Truck
4	Besra	Vietnam	Ouro	491,63026	145	Boa	80	22	Rampa/Truck
5	Bluestone	Guatemala	Ouro	2286,19094	638	Boa	66,7	33	Rampa/Truck
6	BMC	Canada	Cobre	1952,19101	300	Boa	67	15	Rampa/Truck
7	Can. Zinco	Canada	Zinco	1961,00949	1557	Boa	79	23	Rampa/Truck
8	Continental	Colombia	Ouro	4389,39842	1350	Boa	62	35	Rampa/Truck
9	Continental	Mongolia	Urânio	4078,547	500	Boa	70	39	Rampa/Truck
10	Continental	USA	Cobalto	1039,47833	914	Boa	65	40	Rampa/Truck
11	Falco	Canada	Ouro	33368,02601	200	Boa	73	10	Shaft
12	Prestea	Ghana	Ouro	564,38272	1450	Baixa	77	11	Shaft

13	Wassa	Ghana	Ouro	2807,58357	350	Ótima	81	32	Rampa/Truck
14	Great Western	South Africa	Terras Raras	326,28376	160	Ótima	92	17	Rampa/Truck
15	Guyana	Guyana	Ouro	5125,7415	795	Ótima	10	28	Rampa/Truck
16	Harte	Canada	Ouro	1521,1878	600	Baixa	38	39	Rampa/Truck
17	Highland	USA	Cobre	7311,62223	354	Boa		25	Rampa/Truck
18	INV	Equador	Ouro	3417,161	538	Boa	80	10	Rampa/Truck
19	Jaguar	Brazil	Ouro	2866,006	500	Boa	77	15	Rampa/Truck
20	Jaguar	Brazil	Ouro	2342,40875	540	Boa	66	22	Rampa/Truck
21	Lucara	Botswana	Diamante	8256,3019	600	-	-	-	Shaft
22	Lunding	Equador	Ouro	2460,35592	155	-	-	-	Rampa/Truck
23	Minco	China	Prata	3560,4613	283	Baixa	79	2	Rampa/Truck
24	NevadaCopper	USA	Cobre	5842,243	853	Baixa	77	4	Shaft
25	Oromin	Sénégal	Ouro	2380,9896	220	Baixa	63	1	Rampa/Truck
26	Orvana	USA	Cobre	8377,556	274	Baixa	66	3	Correia
27	PureGold	Canada	Ouro	462,9702	1273	Baixa	65	3	Rampa/Truck
28	RedEagle	Colombia	Ouro	1448,43534	300	Boa	87	10	Rampa/Truck
29	Sabina	Canada	Ouro	2028,2504	640	Boa	91	15	Rampa/Truck
30	Serabi	Brazil	Ouro	1113,3331	250	Boa	95	22	Rampa/Truck
31	SilverBear	Russian	Zinco	553,35962	500	Boa	95	33	Rampa/Truck
32	Spnyx	Canada	Ouro	3758,8771	900	-	-	-	Rampa/Truck
33	Sunridge	Eritreia	Diamante	1014,1252	300	-	-	-	Rampa/Truck
34	Sutter	USA	Ouro	210,54121	1219	-	-	-	Rampa/Truck
35	WestAfrica	Burkina Faso	Ouro	801,37937	500	Boa	84	39	Rampa/Truck
36	Chieftain	Canada	Cobre	1507,96008	1200	Ótima	99	15	Rampa/Truck
37	Dalradian	Ireland	Ouro	938,06581	480	Ótima	95	22	Rampa/Truck
38	Endeavour	Mexico	Ouro	1236,79182	525	Ótima	85	15	Rampa/Truck
39	Equinox	Saudi Arabia	Cobre	8483,37776	300	Ótima	92	35	Rampa/Truck
40	GoviEX	Niger	Urânio	5917,20008	120	Ótima	100	32	Shaft
41	Heron	Australia	Zinco	4120,43478	750	Boa	61	10	Rampa/Truck
42	Iberia	Spain	Cobre	1640,23728	690	Boa	80	15	Rampa/Truck
43	IDM	Canada	Ouro	951,29353	400	Boa	66	22	Rampa/Truck
44	Inova	Australia	Molibdênio	604,06588	580	Boa	68	15	Rampa/Truck
45	Ivanhoe	Congo	Paládio	9798,213128	500	Boa	77	35	Shaft
46	Ivanhoe	Congo	Cobre	15149,96744	1200	Boa	61	40	Correia
47	Ivanhoe	South Africa	Zinco	3040,17098	500	-	-	-	Shaft
48	Karora	Australia	Ouro	1829,8346	500	-	-	-	Rampa/Truck
49	Monarch	Canada	Ouro	7451,6156	420	-	-	-	Correia
50	Moto	Congo	Ouro	4409,24	300	Baixa	40	3	Rampa/Truck
51	Nemaska	Canada	Lítio	4133,6625	530	Baixa	43	3	Rampa/Truck
52	Newmont	Australia	Ouro	10582,176	400	Baixa	28	3,5	Shaft
53	Nexa	Brazil	Zinco	6944,553	500	Baixa	32	4	Rampa/Truck
54	Niocorp	USA	Nióbio	3039,06867	530	Baixa	33	3,8	Shaft
55	PanAmerican	Guatemala	Ouro	6423,900277	400	Baixa	31	2	Rampa/Truck
56	Platinum	South Africa	Platina	29762,37	700	Ótima	98	150	Correia

57	Pretium	Canada	Ouro	4409,24	650	-	-	-	Rampa/Truck
58	Rainy	Canada	Ouro	275,5775	210	Ótima	87	343	Rampa/Truck
59	SSR	Peru	Ouro	459,66327	281	Boa	74	15	Rampa/Truck

Fonte: elaborado pelo autor.

Observa-se que diversos projetos carecem de informações referentes a importantes aspectos técnicos, como a qualidade da rocha, e que ocorre uma preferência geral pela utilização de acesso e por rampas e transporte por caminhões. Mesma preferência pode-se notar, porém em menor escala, para minas em operação reportadas por Costa, Silva e Lima (2017). A Tabela 21 apresenta os dados de minas subterrâneas e características de técnicas compiladas por Costa, Silva e Lima (2017), sendo citadas minas subterrâneas brasileiras e casos mundiais relevantes.

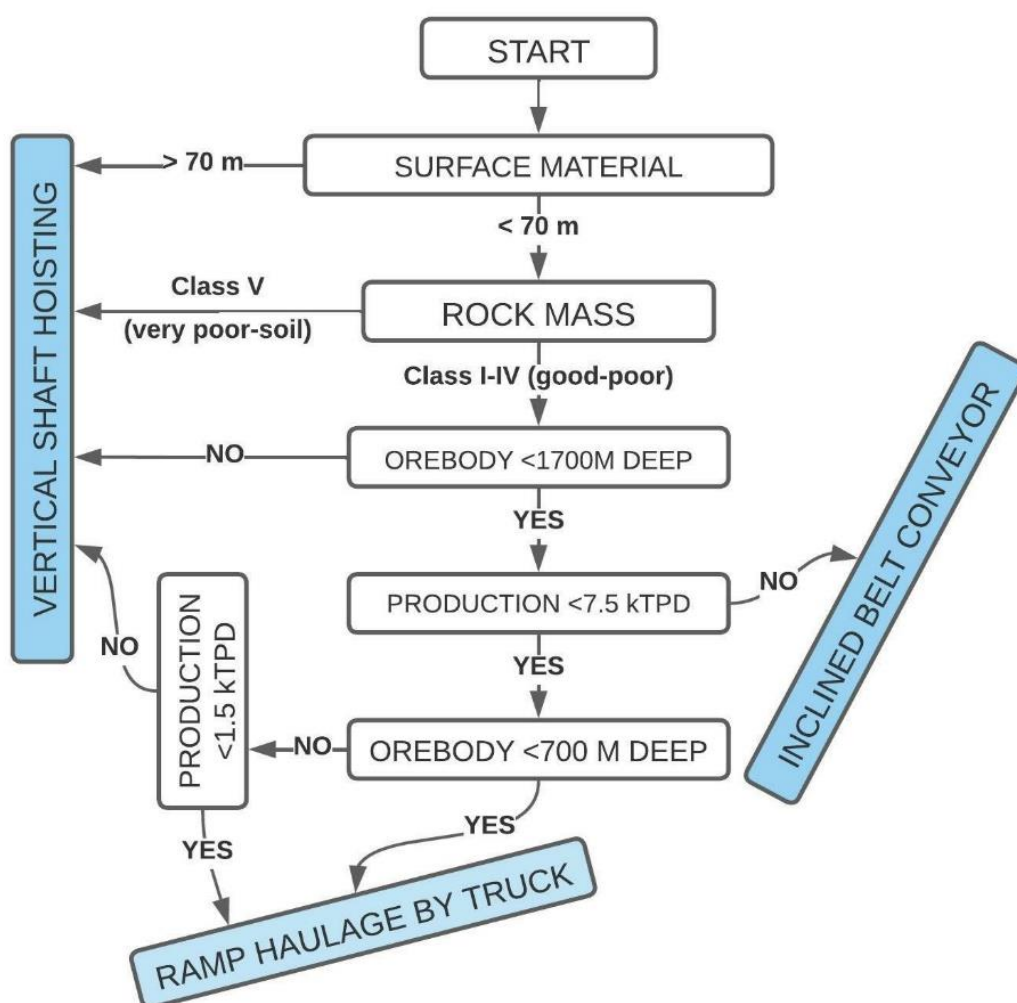
Tabela 21 – Minas subterrâneas e características técnicas reportadas por Costa, Silva e Lima (2017)

Costa et al. (2017)	Mina	Empresa	País	Minério	Produção minério e estéril (Td)	Profundidade (m)	Método	Transporte adotado
1	Cuiabá	Anglo	Brasil	Ouro	3600	840	C&F	Shaft
2	Córrego do Sítio I	Anglo	Brasil	Ouro	1325	356	C&F	Rampa/Truck
3	Córrego do Sítio II	Anglo	Brasil	Ouro	750	1450	SH	Shaft
4	Crixas	Anglo	Brasil	Ouro	3794	800	OS	Rampa/Truck
5	Morro Agudo	Votorantim	Brasil	Zinco	2682	750	C&F	Shaft & Rampa/Truck
6	Vazante	Votorantim	Brasil	Zinco	3962	320	SS	Rampa/Truck
7	Lamego	Anglo	Brasil	Ouro	1148	400	C&F	Rampa/Truck
8	Turmalina	Jaguar	Brasil	Ouro	1300	200	C&F	Rampa/Truck
9	Fazenda Brasileiro	Yamana	Brasil	Ouro	2840	820	SS	Shaft
10	Jacobina	Yamana	Brasil	Ouro	4316	400	SS	Rampa/Truck
11	Taquari Vassouras	Vale	Brasil	Potássio	1347	1100	RP	Shaft
12	Caraíba	MVC	Brasil	Cobre	3000	1100	C&F, VRM	Shaft
13	Kiruna	LKAB	Suécia	Ferro	52000	915	Sublevel Caving	Shaft
14	Stawell	Leviathan	Austrália	Ouro	1000	1350	-	Rampa/Truck
15	Mount Isa	MIM	Austrália	Zinco	31000	1098	Sublevel Caving	Rampa/Truck
16	Olympic Dam	Western	Austrália	Cobre	20000	610	LH	Shaft
17	Far Southeast	Lepanto	Filipinas	Ouro	17000	1524	LH	Shaft
18	Palabora	RTZ	África do Sul	Cobre	60000	1219	Block Caving	Shaft
19	El Teniente	Codelco	Chile	Cobre	100000	610	Block Caving	Shaft & Rampa/Truck

3.2.4 Algoritmo proposto

Considerando-se a premissa de defasagem das metodologias de escolhas de acesso, partindo-se dos projetos reportados no SEDAR e na bibliografia consultada (COSTA; SILVA; LIMA, 2017), referentes a minas subterrâneas, realizou-se a otimização sobre o algoritmo para a escolha de acesso e método de transporte. Tomando-se como base o modelo compilado por La Vergne (2003), foram reavaliados os limites de produções e a profundidade do corpo de minério como fatores determinantes para a escolha do acesso. Consideraram-se também os trabalhos apresentados por Elevi, Demirci e Dayi (2002), Rupprecht (2011), Costa, Silva e Lima (2017) para reavaliação dos limites. Para otimização do algoritmo, foi utilizada a sequência lógica pré-definida (Figura 40) e alterados os valores de profundidade e produção. Dessa forma, verificou-se a aderência do algoritmo às opções adotadas nos projetos.

Figura 40 – Algoritmo para determinação de acesso a mina subterrânea



Fonte: elaborado pelo autor.

Os termos *sound rocke shallow overburden* foram substituídos com o objetivo de reduzir a subjetividade e possibilitar a utilização de classificações geomecânicas. A Figura 40 apresenta a atualização proposta para o modelo.

Para reavaliação dos limites do algoritmo, referente às produções diárias e às profundidades, foram considerados os dados dos relatórios de viabilidade SEDAR, avaliando-se a melhor aderência da resposta do algoritmo a escolha adotada nos projetos. O critério de limite para material inconsolidado foi considerado pela dificuldade decorrente do grande tempo e do custo para desenvolvimento de rampa nesse tipo de material.

Considerando-se que o avanço em material inconsolidado é lento e custoso, estima-se como limite viável a profundidade de 70 metros. A Tabela 22 apresenta a compilação das principais alterações consideradas e a motivação, destacando-se que o delineamento ocorreu com base nos projetos de pré-viabilidade.

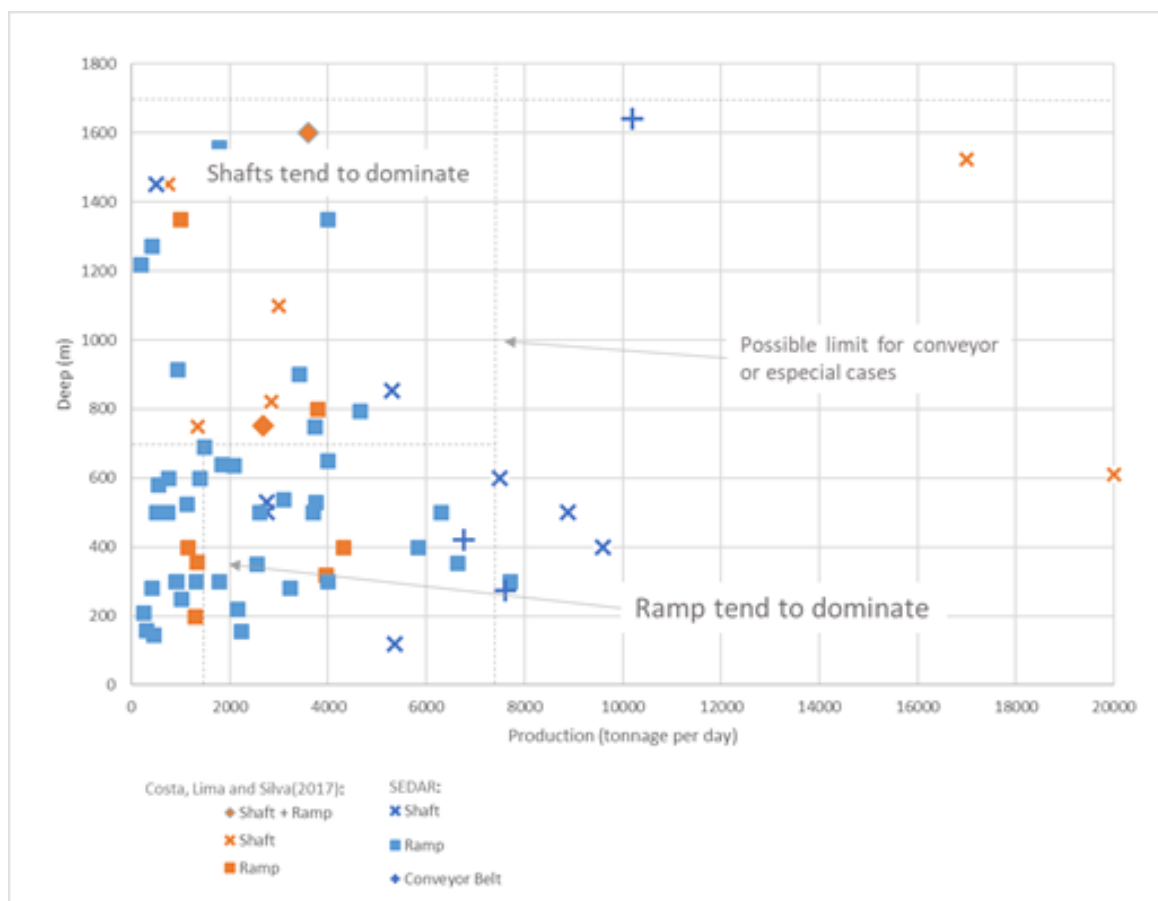
Tabela 22 – Considerações sobre os parâmetros-chave do algoritmo

Critério	Referência	Atualização	Consideração
Material Inconsolidado	Critério adotado já por Moser (1996).	70 m como limite para Ramp/Incline	Profundidades maiores representam excesso de custos e tempo de desenvolvimento. Considerando altos custos com enfilagem e suportes requeridos. O tempo de desenvolvimento ultrapassaria um ano.
Rock Mass	Uso de classes por Moser (1996). Avaliação qualitativa por La Vergne (2003). Conforme dados SEDAR	Classe I-IV como limite para Ramp/Incline	A avaliação dos dados SEDAR aponta para tais classes com usos em ramp/decline, não repostando usos em classe V. Opção por classe permite a automação do algoritmo sem a subjetividade.
Deep	Atualização do limite apresentado por La Vergne (2003) e Moser (1996)	Deep<1700m como limite para Ramp/Incline	Os dados dos relatórios apresentarem projetos com profundidades superiores a 1000 m com opção por rampa, sendo que houve ocorrência de projetos com profundidade superior a 1600 m. O limite de 1700 passa a englobar os casos relatados, representado o pior caso, e está de acordo com tendências reportadas sobre automatização e eletrificação de frotas.
Production	Atualização do limite apresentado por La Vergne (2003) compatibilização com os dados SEDAR	Production>7.5 kTPD como regra para belt conveyor	Atualização do limite com base nos dados SEDAR para englobar os projetos com opção por conveyor belt.

Fonte: elaborado pelo autor.

A Figura 41 apresenta o gráfico da relação e da profundidade para os projetos de viabilidade reportados tanto no SEDAR quanto por Costa, Silva e Lima (2017), destacando-se no gráfico o tipo de acesso e os limites estabelecidos, conforme a Figura 40e a Tabela 22.

Figura 41– Relação entre profundidade, produção e tipo de acesso escolhido



Fonte: elaborado pelo autor.

Observa-se que há uma tendência por parte de novos projetos em adotar o sistema da rampa por caminhões e que os limites de produção e profundidade definidos para a atualização do algoritmo estão adequados à distribuição dos casos, sendo que os limites de profundidade de 700 metros e produção de até 1.5 ktpd mostraram-se como um enquadramento conservador para a indicação de opção por rampa e caminhões. Destaca-se que os limites foram ajustados em função dos relatórios SEDAR e que métodos de lavra de menor utilização como *block caving*, ou casos especiais fogem da aderência do algoritmo ajustado. Todavia, mesmo para minas em operação, como se observa na Figura 41, os limites-chave mostram-se de boa aderência.

Comparado aos projetos de viabilidade analisados, o modelo proposto apresentou uma aderência de 71% aos acessos e métodos de transporte adotados. Comparados a minas e tipos

de acesso elencadas por Costa, Silva e Lima (2017), esses projetos já implementados demonstram uma aderência superior de 65%. Comparando-se com o algoritmo original de La Vergne (2003), ocorre uma melhora acentuada na aderência, sendo que, para o mesmo banco de dados, houve 39% de aderência entre a opção adotada e sugerida pelo algoritmo. Na ausência de dados de material de cobertura e qualidade geotécnica, foram avaliados diretamente os critérios de produção e profundidade.

3.2.5 Conclusões Parciais

A avaliação realizada sobre os projetos permitiu uma reavaliação da relação entre a geometria do depósito (profundidade da mina), as taxas de produção e a escolha do método de acesso e transporte. Observa-se que, em sentido amplo, a metodologia de acesso apresentada possui boa aderência, tendo sido compatível com as escolhas adotadas em 70% dos dados avaliados, considerando-se as atualizações de limites propostos para profundidade e produção diária. Cabe salientar que tais limites já se mostravam desatualizados, devido à baixa aderência dos algoritmos de Moser (1996) e La Vergne (2003), e mesmo outros trabalhos com foco em tendências e evolução tecnológica na mineração subterrânea.

É importante destacar como a reavaliação da metodologia de acesso é algo periódico e mutável, dada a inserção de novas tecnologias, ganhos de produtividade e variações nos custos de insumos. Dos trabalhos de Elevi, Demirci e Dayi (2002), Rupprecht (2011) e Wilson, Willis e Plessis (2004) temos claras tais influências. Merchiers, Brudek e Dammers (2015) acrescentam como os desenvolvimentos em produtividade e novas tecnologias são capazes de mudar cenários futuros, como a introdução de sistemas de locomotivas e correias de alta produtividade, que podem ser aplicados à mineração de rochas duras, que costumava ser explorada em sua maior parte por caminhões ou eixos. Assim, pondera-se que é essencial para o sucesso de um projeto olhar para o estado atual da arte, a fim de validar a escolha do tipo de acesso e método de exploração.

Quanto ao aspecto geotécnico, incluindo a qualidade mecânica do minério e seu leito rochoso, observamos uma menor relevância na prática, quando olhamos para projetos de viabilidade. Poucos dos projetos avaliados (para otimização do algoritmo) realmente pontuam o critério geotécnico, muito menos o colocam como um fator limitante na escolha dos acessos. Entretanto, o uso da classificação geomecânica como variável na escolha dos acessos torna a ponderação da qualidade das rochas menos subjetiva em comparação com as metodologias de escolha anteriormente propostas. É interessante notar, por meio da Figura 41, a dispersão

apresentada nas escolhas, mesmo em zonas que deveriam ser dominantes para uma das opções. Tal observância é um indicativo que a escolha de acesso pode ser gerida também por outros critérios.

4. PARTE IV

Esta parte visa concatenar as abordagens anteriores, centradas nos aspectos econômicos e técnicos (Partes II e III, respectivamente), frente à possibilidade multicritério de escolha na tomada de decisão pela opção de acesso, via de transporte e estratégia a ser adotada.

4.1 ANÁLISE MULTICRITÉRIO PARA ESCOLHA DE ACESSO

Tendo em vista as divergências nas formulações de custos e nos modelos empíricos ajustados, vemos uma grande gama de possibilidade para apontamento da solução ideal. Temos a abordagem econômica, em que se pode olhar para o VPL, TIR, *Payback* (ou outro indicador) para determinação da escolha adequada ou isoladamente para CAPEX ou OPEX. Considerando as análises de risco, podemos ponderar a estratégia ainda em função do risco sobre custos de energia, entre outros. Em termos menos tangíveis, vemos o retorno de imagem ou a experiência da empresa ou comunidade local como a estratégia adotada.

Dada a gama de critérios passíveis de serem considerados, metodologias de análise multicritério passam a ser alternativas válidas para a determinação do tipo de acesso a ser adotado, ao exemplo de metodologias aplicadas para escolha do método de lavra a ser adotado (BALUSA; GORAI, 2019), em que metodologia de análise multicritério Fuzzy (BITARAFAN; ATAEI, 2004), AHP e Fuzzy AHP (AZADEH; OSANLOO; ATAEI, 2010), e Monte Carlo AHP (MOHAMMAD; HASHEM; REZA, 2013) são aplicadas para o processo de escolha de método baseados na hierarquização de diferentes critérios quantitativos e qualitativos.

Muitos dos critérios utilizados para a escolha do método de lavra são semelhantes a fatores de interesse para o método de transporte, considerando-se ainda que o método de lavra tem forte correlação com a via de transporte, principalmente fatores relacionados à geometria do depósito e à produtividade. Assim, vê-se como uma opção de interesse a aplicação de metodologias multicritério para a escolha do método de transporte, principalmente considerando que não ocorre unanimidade na metodologia de escolha. Viabiliza-se, dessa forma, a tomada de decisão sobre diferentes critérios, com o diferencial da possibilidade de se ponderar pesos diferentes aos critérios conforme o entendimento do operador e/ou empresa.

A Tabela 23 apresenta uma compilação dos principais critérios que podem ser considerados relevantes para a escolha do método de acesso, destacando-se que os critérios de profundidade, produção e classificação do maciço já são considerados nos fluxogramas propostos por Moser (1996), La Vergne (2008) e como apresentado anteriormente. Assim, a

escolha via método de fluxograma foi considerada como um critério único, e os demais itens abaixo se referem a critérios econômicos e complementares a estes. Referente aos critérios econômicos, embora estes possam tomar contornos complexos, sendo razoável sua consideração isolada e seu posterior cálculo da relação custo benefício em conjunto com outros critérios, a incerteza apresentada pelas formulações paramétricas (abordadas anteriormente) torna razoável que estas sejam utilizadas para um ranqueamento parcial das opções, passando um dos critérios para a definição da escolha.

Tabela 23 – Critérios de escolha do método de acesso

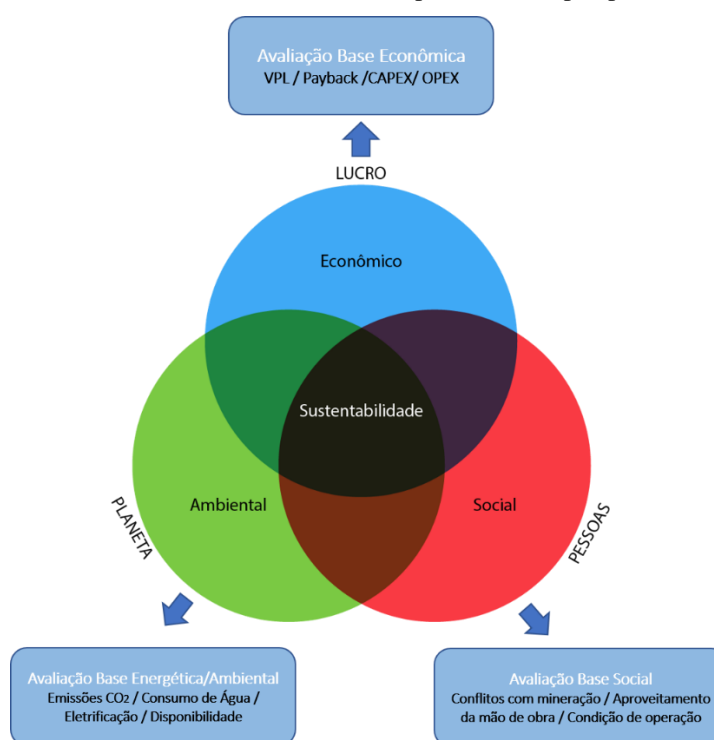
Critério	Referência/Item	Comentário
Fluxograma	Moser La Vergne Cardozo et al.	Metodologia rápida e de fácil aplicação para estudos conceituais e de pré-viabilidade. Apresenta sensibilidade e variações tecnológicas, principalmente eletrificação e automação. Sua aderência não é boa a casos especiais e não é recomendável sua aplicação generalizada, especialmente acima da escala de viabilidade.
Econômico	VPL CAPEX OPEX PAYBACK	Tomada de decisão de maior precisão, mas igualmente sensível a variações de custos e tecnológicas. Boa opção se associada a análises de risco. Necessita-se definir qual o critério da análise econômica é o de maior interesse, a natureza e a localização do projeto. Os demais critérios podem ser incorporados em uma análise econômica.
Energético	Custo de energia Sensibilidade à energia Disponibilidade de energia Disponibilidade hídrica Níveis de emissões	Embora possam ser considerados dentro de uma análise econômica, em termos de variações de custo, os critérios podem ser individualmente avaliados. A disponibilidade e a confiabilidade de oferta energética (diesel, água e/ou eletricidade) ou a viabilidade de implementação de geração própria (eólica, solar e/ou hídrica) podem complementar os demais critérios, assim como avaliados os custos de remediação das emissões equivalentes das opções de projetos (por exemplo, da frota).
Socioambientais	Zona de conflitos População mineira Experiência da empresa Risco hídrico	Critério a priori qualitativo. Pode ser entendido como custo de imagem da empresa, refletindo-se na necessidade de solução de rápido retorno ou no uso da mão de obra local ou estrangeira. A escolha da estratégia pode passar pela avaliação de um custo não monetário, e sim de posicionamento estratégico da empresa.

Fonte: elaborado pelo autor.

Considerando-se que os critérios de natureza energética e sociais poderiam ser entendidos e expressos como ambientais e socioambientais, forma-se uma gama de critérios que alinham a escolha do método de transporte aos princípios ESG (*Environmental – Social –*

Governance). Tal consideração e, principalmente, o alinhamento a princípios da sustentabilidade podem ser diferenciadas na implementação de um projeto e em sua competitividade (MARTINS, 2020). Viana (2012) analisa detalhadamente possíveis indicadores e escalas de aferição nas esferas ambientais, energéticas, econômicas e sociais para avaliação de minas e, entre outros, os riscos decorrentes do transporte de minérios. Embora este seja referido como o transporte até o ponto de destino, é indicativo da necessidade de um olhar detalhado para as estratégias de transporte e seus riscos associados, tanto ambientais quanto sociais. Assim, temos desenhadas as três dimensões preconizadas como tripé da sustentabilidade, representadas na Figura 42. Nessa ideiação, para se posicionar como sustentável, uma escolha deve ser ponderada de forma harmônica entre as dimensões econômicas, ambientais e sociais.

Figura 42 – Posicionamento da escolha de acesso e transporte frente à perspectiva ESG/Sustentabilidade



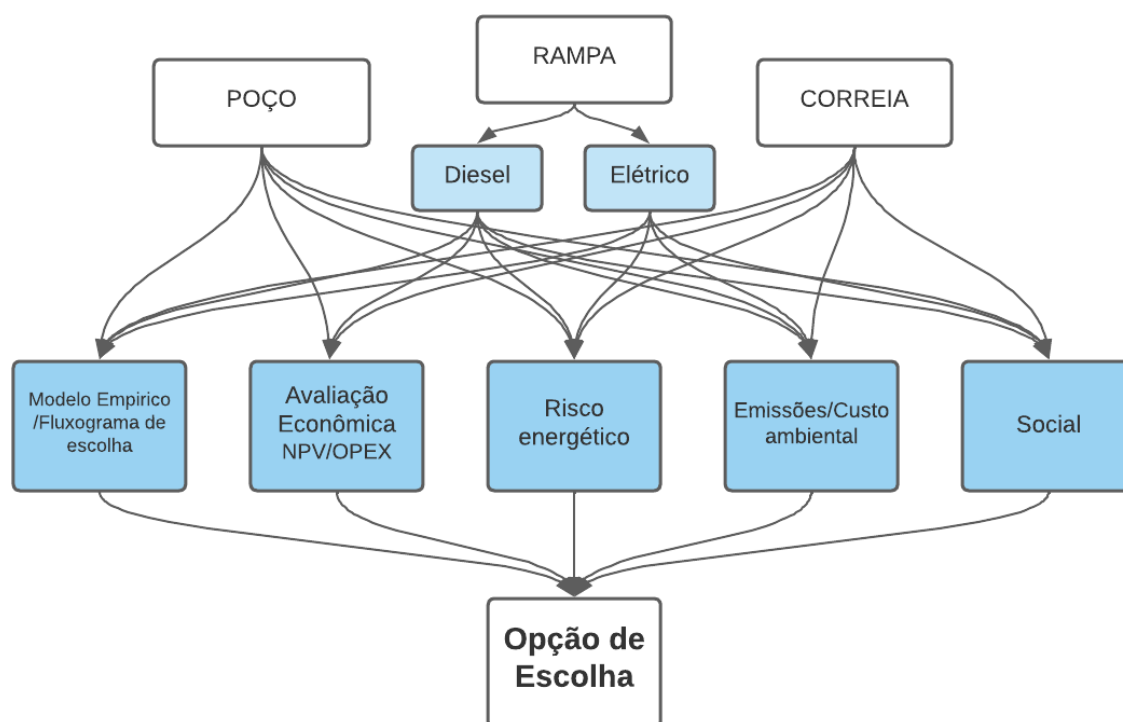
Fonte: elaborado pelo autor.

Tendo em vista a necessidade de se considerar diferentes dimensões em modelo de escolha ESG, modelos unidimensionais únicos deixam de suprir essa necessidade quando apoiados unicamente na dimensão econômica (VPL, CAPEX ou OPEX). Dessa forma, as análises multicriteriais tornam-se essenciais, com destaque para as metodologias hierárquicas capazes de avaliar critérios não estocásticos. Outra vantagem de aplicação de metodologia

multicritério AHP é que os pesos dos critérios podem ser adaptados conforme o posicionamento de uma empresa frente a eles.

Na aplicação do método AHP, ao se avaliar a importância relativa dos itens, serão atribuídos pesos conforme o entendimento da relevância dos mesmos, ou seja, para uma empresa com necessidade de um posicionamento em uma zona ou escopo em que o fator sustentabilidade seja relevante, tenderá a atribuir maior peso para itens relativos a emissões/custos ambientais em comparação a outra posicionada em um escopo de curto prazo ou na qual esses fatores não sejam considerados relevantes. A Figura 43 representa a estruturação de uma análise multicritério para a escolha de acesso de mina.

Figura 43 – Modelo de análise multicritério para escolha de acesso/transporte de mina



Fonte: elaborado pelo autor.

Observa-se que, na análise, todas as opções são avaliadas frente a todos os critérios selecionados, os quais devem apresentar determinados pesos ponderados quanto à pontuação obtida pelas opções. Um detalhe a se observar é que, embora possa haver ranqueamento e consequente pontuação para o critério de avaliação econômica, normalmente resultante em um resultado numérico, em análises multicritérios de projetos é comum que esse critério seja tratado em separado (atribuindo-lhe maior peso).

4.1.1 Base para Avaliação dos Critérios Energéticos e Socioambientais

Diversos trabalhos e ferramentas têm sido desenvolvidos e aplicados à mineração em critérios de enquadramento ESG. Como indicadores, temos taxa de área impactada, emissões de CO₂ equivalentes, taxa de consumo de água, entre outros. Para avaliação do desempenho em ESG, temos também vasta gama de ferramentas passíveis de enquadramento; porém, em sua maioria, são aplicáveis a empreendimentos em operação. Já para empreendimento em fases de estudos iniciais, os indicadores seriam perspectivas de desempenho.

Como referência para critérios de comparação, temos as perspectivas de consumos energéticos e de emissões relacionadas à tecnologia de transporte e de sua implementação, as quais podem ser descritas por modelos paramétricos ou simulações descritivas. Para a avaliação de vulnerabilidades e oportunidades energéticas, estudos da realidade local, regional e global podem ser necessários. Por exemplo, para a implementação de uma estratégia baseada em automação, o conhecimento sobre a estabilidade e viabilidade autogeração de energia deve ser considerado. Para situações sensíveis, em que o posicionamento estratégico direcione para estratégias de minimização de impactos ambientais ou redução de emissões de carbono, as taxas de emissões das opções devem ser avaliadas e podem ser quesitos relevantes, podendo levar à implementação de uma opção que apresente um VPL menor, mas que apresente menores taxas de emissões ou custo relacionado.

No quesito emissões, avaliada a taxa de CO₂ equivalente emitida por tonelada de minério explorada para cada estratégia, torna-se viável a soma do custo de remediação de CO₂ eq/ton no cálculo de VPL ou OPEX das opções em comparação. Tal aplicação é facilitada dada a grande gama de pesquisas e publicações dedicadas à avaliação de custos e geração e à remediação de CO₂ equivalente (EDENHOFER et al., 2010; HEPBURN et al., 2019). Outra opção é a penalização direta pelo consumo energético relativo ao transporte, estabelecendo valor ou avaliando-se diretamente o consumo de kWatt/ton movimentada. De mesma forma, a disponibilidade de água e o consumo requerido podem ser fatores ponderadores.

No consumo de água, o uso de equipamentos móveis apresenta consumo de água desde sistema de refrigeração, limpeza, consumo e higiene de operadores até a refrigeração necessária para compensar o aquecimento proveniente dos equipamentos; neste caso, destaca-se o uso de equipamentos movidos à combustão.

Mesmo para o critério social, aparentemente intangível, é possível mensurar impactos e custos provenientes de conflitos sociais devido à implementação de projetos. Martins (2020) analisa de que modo esse critério e outros critérios anteriormente referidos podem impactar

economicamente um projeto, como, por exemplo, postergando a sua implementação. Davis e Franks (2014) apresentam como atrasos na implementação de projetos ou paralisações produtivas geram impactos milionários no VPL de projetos de mineração. Por sua vez, Lèbre et al. (2019) destacam como alternativa para a avaliação de possíveis conflitos a análise da existência de outros empreendimentos minerais e/ou passivos de mineração no entorno da área-alvo do projeto, como forma de avaliação de possíveis conflitos.

Tais conflitos entre populações locais e setor mineral são recorrentes em várias localidades – podemos citar Peru, Bolívia e o próprio Brasil. Assim, quando é possível mensurar o nível de risco/conflito social ao setor ou projetos de mineração e o potencial de danos, temos uma ferramenta para avaliar o impacto social em projetos de mineração. Entretanto, esta é apenas uma das possíveis abordagens, assim como as abordadas para os demais critérios, que podem ser tomadas. A Tabela 24 apresenta alguns indicadores e referências aplicáveis para análise multicriterial de escolha com ESG.

Tabela 24 – Relação de critérios e indicadores aplicados a acessos subterrâneos na ótica ESG

Critério	Indicador	Referência
Custo Ambiental	CO ₂ equivalente	Modelo de estimativa de emissão
Risco Energético	Disponibilidade energética	
	Disponibilidade de geração solar	Atlas global de potencial de energia solar
	Disponibilidade de geração eólica	Atlas global de potencial de energia eólica
Risco Energético/Custo Ambiental	Disponibilidade hídrica	Bases cartográficas em escala local/regional
	Risco hídrico	Atlas global de risco hídrico– WRI
Social	Proximidade de conflitos sociais mapeados	Atlas global de conflitos socioambientais – EjAtlas
	Proximidade a empreendimentos/passivos de mineração	Órgãos ambientais nacionais/Órgãos nacionais de gestão da mineração

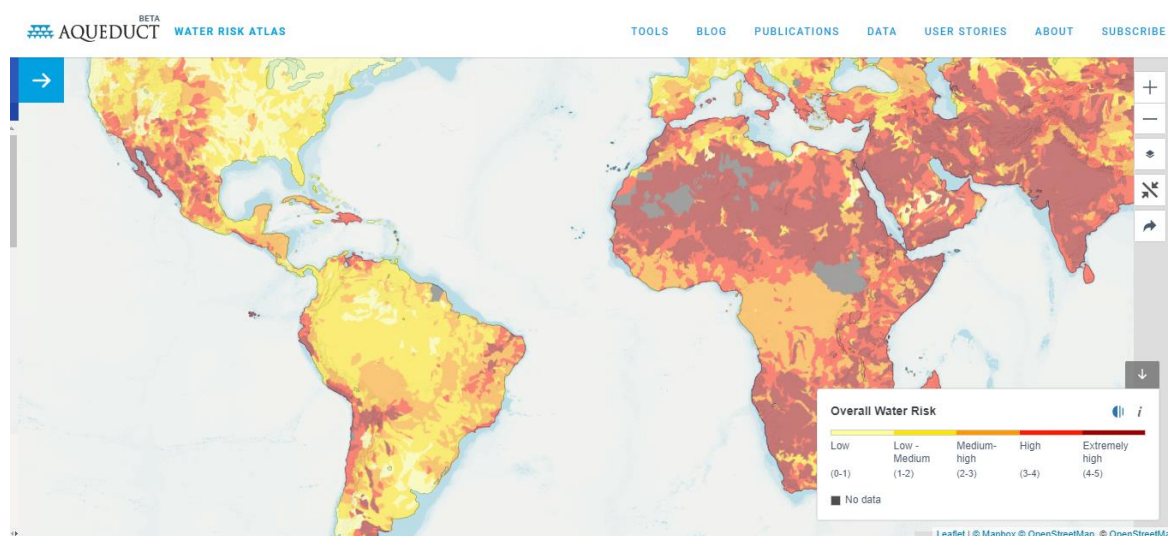
Fonte: elaborado pelo autor.

Outras opções de métricas para os pilares ESG são compiladas e apresentadas por Park e Jang (2021). Avaliando-se as métricas reportadas no caso geral e sua viabilidade de aplicação ao caso de mineração e subárea de infraestrutura de acesso de mina, temos a aproximação entre

os critérios elencados no modelo sugerido (Figura 43 e Tabela 24) e os pilares ESG. Deve-se considerar que a categoria *Governance* é abrangida pelo critério econômico, a *Environmental* pelos critérios de custo ambiental e risco energético e a *Social* pela preferência estabelecida, considerando-se conflitos, possibilidade de mão de obra e/ou sua qualificação. As Figuras 44, 45 e 46 ilustram os atlas de referência para avaliação de risco hídrico, de conflitos socioambientais e de potencial de energia solar. Tais recursos apresentam diferentes características que podem ser de valia para a tomada de decisão ou avaliação de opções de infraestrutura e estratégia de transporte em relação à região de implementação de um projeto.

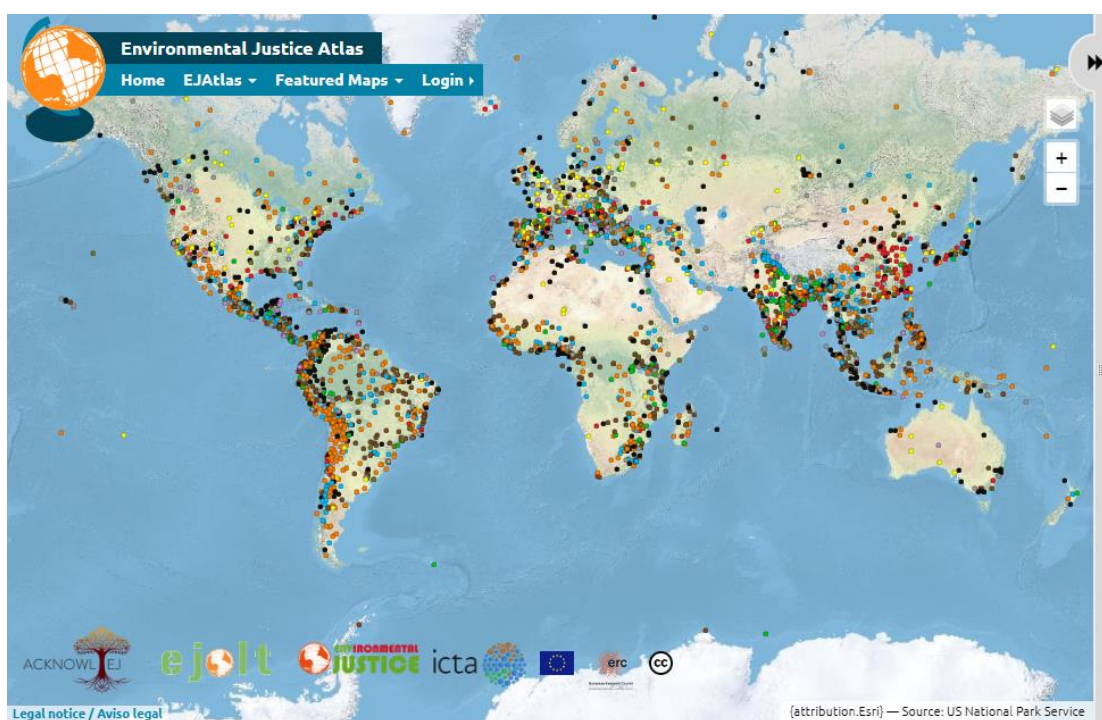
Dependendo do risco hídrico a que está exposta uma região, é pertinente considerar uma opção menos dependente de recursos hídricos, seja para geração de energia, seja para suprimentos de infraestrutura. De mesmo modo, um alto potencial de geração solar e/ou eólica pode ser avaliado como favorável a uma solução baseada em eletrificação. Todavia, esses quesitos devem ser ponderados juntamente ao posicionamento da empresa e ao porte do empreendimento. Minas com maior vida útil e alto investimento tendem a justificar investimentos na própria geração energética e, conseqüentemente, em eletrificação em comparação a minas de menor porte.

Figura 44 – Atlas global de risco hídrico



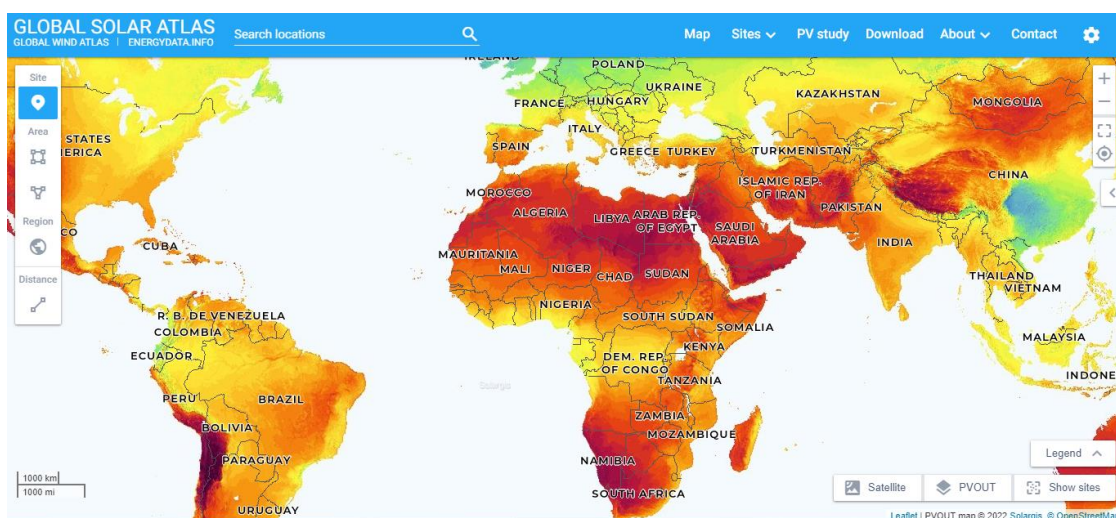
Fonte: <<http://www.wri.org/applications/aqueduct/water-risk-atlas>>.

Figura 45 – Atlas global de conflitos socioambientais



Fonte: <<https://ejatlas.org/>>.

Figura 46 – Atlas global de potencial de energia solar



Fonte: <<https://globalsolaratlas.info/>>.

4.1.2 Aplicação do Método AHP

Passo 1

Identificação dos critérios e ferramentas/indicadores a serem avaliados para a escolha de acesso. A avaliação dos critérios pode ser executada por *brainstorm* ou pelo elaborador do projeto. Deve ser aplicada posteriormente a hierarquização dos critérios escolhidos e das opções frente a cada critério.

Passo 2

Aplicação das opções frente aos critérios. Nessa etapa, são avaliadas as alternativas em combinações para cada um dos critérios. Para a expressão da preferência, deve-se atribuir um valor numérico utilizando-se a escala de Saaty¹⁹ para a comparação das alternativas frente aos critérios e, posteriormente, par a par entre os critérios. Deve-se avaliar a consistência das preferências.

Passo 3

Análise dos dados e resultados da classificação. Deve ser avaliado o vetor de prioridades global e do desempenho das alternativas frente aos critérios de avaliação. É definida a hierarquia das alternativas da melhor para a pior e avaliada a consistência do método.

4.1.2.1 Exemplo de aplicação de AHP na escolha de acesso

Com base na tabela de Saaty, foram estabelecidos os valores de comparação par a par das opções de transporte frente aos critérios de escolha definidos para exemplificação. A Tabela 25 apresenta as preferências adotadas e o vetor de prioridades locais normalizadas para cada critério. Destaca-se que a etapa deve ser avaliada quanto à consistência das respostas, tal como preconiza a metodologia (MARINS; SOUZA; BARROS, 2009).

¹⁹ Apresentada em maiores detalhes no Apêndice I.

Tabela 25 – Matriz de comparação dos pares frente a cada critério

Fluxograma	Poço	Ramp Diesel	Ramp Eletric	Correia	Prioridade Local
Poço	1,00	3,00	3,00	5,00	0,56
Ramp Diesel	0,33	1,00	1,00	3,00	0,22
Ramp Eletric	0,33	1,00	1,00	3,00	0,22
Correia	0,20	0,33	0,33	1,00	0,09

Avaliação Econômica	Poço	Ramp Diesel	Ramp Eletric	Correia	Prioridade Local
Poço	1,00	5,00	5,00	9,00	0,61
Ramp Diesel	0,20	1,00	3,00	5,00	0,22
Ramp Eletric	0,20	0,33	1,00	5,00	0,14
Correia	0,11	0,20	0,20	1,00	0,04

Risco Energético	Poço	Ramp Diesel	Ramp Eletric	Correia	Prioridade Local
Poço	1,00	0,20	0,33	1,00	0,11
Ramp Diesel	5,00	1,00	5,00	3,00	0,54
Ramp Eletric	3,00	0,20	1,00	0,33	0,15
Correia	1,00	0,33	3,00	1,00	0,20

Emissões/Custo Ambiental	Poço	Ramp Diesel	Ramp Eletric	Correia	Prioridade Local
Poço	1,00	5,00	0,33	1,00	0,21
Ramp Diesel	0,20	1,00	0,11	0,20	0,05
Ramp Eletric	3,00	9,00	1,00	3,00	0,54
Correia	1,00	5,00	0,33	1,00	0,21

Social	Poço	Ramp Diesel	Ramp Eletric	Correia	Prioridade Local
Poço	1,00	0,20	0,33	1,00	0,10
Ramp Diesel	5,00	1,00	3,00	5,00	0,55
Ramp Eletric	3,00	0,33	1,00	3,00	0,25
Correia	1,00	0,20	0,33	1,00	0,10

Fonte: elaborado pelo autor.

Pode-se observar que, no exemplo, não ocorreu uma das opções com prioridade global, ou seja, que apresentou preferência em todos os quesitos. Tal cenário é esperado em análises multicritérios e justifica a aplicação da metodologia AHP. De mesmo modo, esclarece a necessidade da etapa seguinte de hierarquização dos critérios.

Na etapa seguinte, a comparação deve ser feita a cada critério par a par, com auxílio da tabela de Saaty, para a definição do peso/prioridade. A importância relativa de cada critério, assim como das opções de escolha, deve ser avaliada conforme as diretrizes adotadas para cada estudo. No exemplo, foram considerados os critérios expostos na Tabela 24. Destaca-se que,

nesse item, as preferências “par a par” podem ser determinadas por pesquisas de opinião entre especialistas, gestores e/ou projetistas, bem como por critério estratégico da empresa. Em relação à razão de consistência dos pesos atribuídos (índice RC), recomendam-se valores abaixo de 0,1 (ou 10%).

Tabela 26 – Matriz normalizada dos critérios

Prioridades	Fluxog.	Econo.	R. Ener.	Em. Amb.	Social	Vetor Prioridade
Fluxograma	1,00	1,00	5,00	3,00	5,00	0,39
Aval. Econômica	1,00	1,00	5,00	3,00	3,00	0,36
Risco Energético	0,20	0,20	1,00	0,33	1,00	0,07
Emissões/Custo Ambiental	0,33	0,33	3,00	1,00	3,00	0,17
Social	0,20	0,33	1,00	0,33	1,00	0,08
RC	0,03					

Fonte: elaborado pelo autor.

Por fim, combinando-se os vetores de prioridades locais da matriz das opções frente a cada critério (Tabela 25) com o vetor de prioridade dos critérios, tem-se a definição da hierarquização das opções (Tabela 27).

Tabela 27 – Matriz de prioridades locais e prioridades globais

Opção	Fluxog.	Econo.	R. Ener.	Em. Amb.	Social	Prioridade Global
POÇO	0,56	0,61	0,11	0,21	0,10	0,492
RAMP DIESEL	0,22	0,22	0,54	0,05	0,55	0,257
RAMP ELETRIC	0,22	0,14	0,15	0,54	0,25	0,260
CORREIA	0,09	0,04	0,20	0,21	0,10	0,108

Fonte: elaborado pelo autor.

No exemplo em tela, a opção de transporte por poço mostrou-se como a melhor alternativa, seguida pela opção de rampa com veículos elétricos, logo depois pela opção de rampa com veículos a diesel e, como última alternativa, o transporte por correia transportadora. Observa-se que a hierarquização é dependente das diretrizes adotadas para a comparação critério a critério e da opção frente a cada critério. Assim, ao se modificar as diretrizes iniciais de comparação, naturalmente o resultado da hierarquização será proporcionalmente alterado.

4.1.2.2 Aplicação método MAHP – Monte Carlo Analytic Hierarchy Process

O método MAHP consiste na combinação do método de simulação de Monte Carlo com o método AHP. Mohammad et al. (2013) explicam que o MAHP permite que o resultado final expresse as preferências de todos os tomadores de decisão e, conseqüentemente, o efeito da variância das preferências, uma vez que são críticas a aplicação tradicional do método AHP e a utilização de valores exatos para determinação das preferências par a par dos critérios e opções par a par frente aos critérios. No caso do setor mineral, Banda (2019) destaca que os pesos de critérios ambientais, econômicos e sociais podem variar 40% para mais ou para menos, enquanto os critérios técnicos podem variar 20% para mais ou para menos.

No caso de aplicação com aspectos ESG na avaliação hierárquica, em que é inerente a variação da percepção da preferência dos critérios principalmente, e mesmo dentre as opções, a metodologia MAHP apresenta-se como uma opção para se considerar a incerteza nas preferências. Por fim, o método permite a comparação entre os coeficientes de variação obtidos para as opções, possibilitando que a escolha abranja, além do valor médio da preferência, a variabilidade deste, havendo um critério extra de escolha para as opções que apresentarem valores de preferência próximos. Vemos tal fenômeno no exemplo da Tabela 27, em que as opções de diesel e elétrico contêm prioridades semelhantes. A seguir, são apresentados os passos da metodologia MAHP.

Passo 1

Determinar as preferências par a par de cada tomador de decisão. Elaborar matriz de preferências e por seqüência os vetores de preferências/prioridades normalizados de cada matriz. Assim, constitui-se uma matriz 3D de preferências.

Passo 2

Determinar a função de distribuição probabilística para a preferência normalizada de cada critério.

Passo 3

Estruturar matriz de preferências novamente, utilizando a função de probabilidade definida no Passo 2 para cada preferência par a par dos critérios.

Passo 4

Calcular a pontuação de cada alternativa usando-se o AHP tradicional e executando-se simulação de Monte Carlo para o vetor prioridade com simulação de 1.000-5.000 vezes (MOHAMMAD; HASHEM; REZA, 2013).

Passo 5

Calcular a distribuição de probabilidade para cada opção de acesso e avaliar os resultados. Para avaliação da hierarquização, poderá ser observada a média das prioridades e/ou as estatísticas obtidas pela simulação.

4.1.2.2.1 Exemplo de aplicação de MAHP na escolha de acesso

Como exemplo de aplicação, partindo-se do exemplo anterior, tem-se o vetor prioridade para os critérios definidos. Considerando-se sinteticamente que estes são devidos por uma gama de tomadores de decisão, pode-se assumir que o vetor prioridade possa ser representado por distribuições normais, sendo definida por um valor médio e desvio padrão. A Tabela 28 apresenta os pesos dos critérios expressos pela média e pelo desvio padrão de forma exemplificativa.

Tabela 28 – Média e desvio padrão dos pesos dos critérios

Critérios	Média Prioridade	Desvio Padrão
Fluxograma	0,39	0,1
Aval. Econômica	0,36	0,1
Risco Energético	0,07	0,02
Emissões/Custo Ambiental	0,17	0,05
Social	0,08	0,025

Fonte: elaborado pelo autor.

Em sequência, considerando-se os vetores de prioridades locais frente a cada um dos critérios, pela metodologia AHP tradicional, temos o resultado já expresso na Tabela 29. Assim, por sequência, podemos simular o resultado do vetor prioridade global e representá-lo em termos de média, desvio padrão e, por sequência, coeficiente de variação.

Tabela 29 – Resultado da simulação da hierarquização das opções

Opção	Prioridade Média Global	Desvio Padrão	Coefficiente de Variação
POÇO	0,492	0,05	0,1016
RAMP DIESEL	0,257	0,03	0,116
RAMP ELETRIC	0,260	0,03	0,115
CORREIA TRANS	0,108	0,02	0,185

Fonte: elaborado pelo autor.

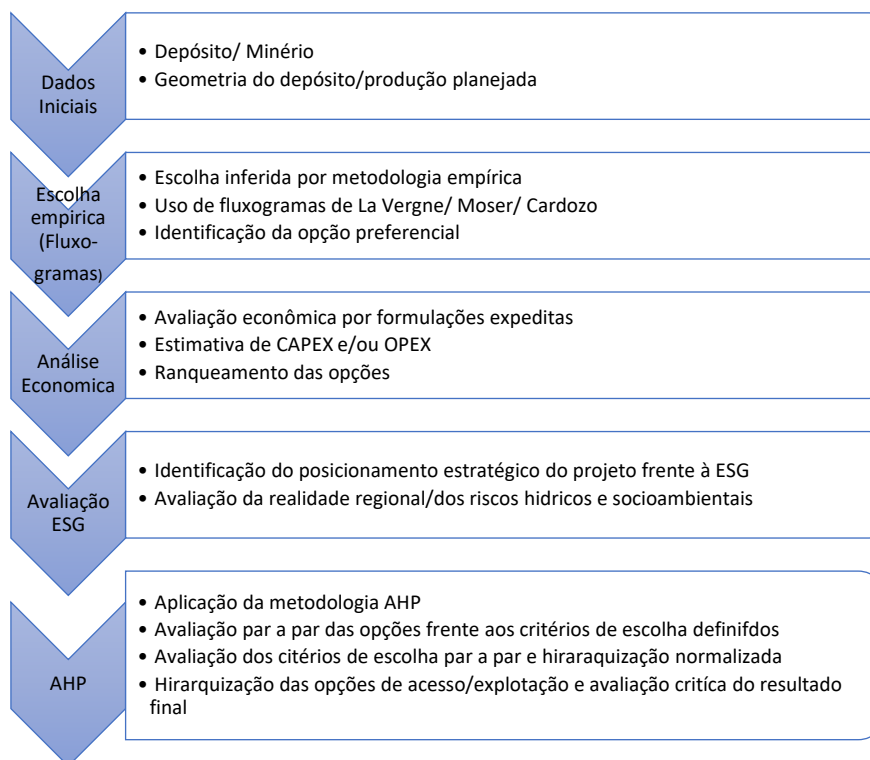
4.1.3 Proposta de Metodologia para Análise Multicritério para Escolha de Acesso

Seguindo-se os passos e premissas já apresentados da aplicação AHP, a metodologia proposta consiste na execução sequencial das etapas descritas na Figura 43. Primeiramente devem ser definidas as características técnicas do depósito, tais como tipo de minério, estimativa de reserva lavrável e profundidade do depósito, que constituem características geotécnicas básicas. Esses parâmetros são essenciais para a segunda etapa de estimativa empírica do tipo de acesso/transporte pelas metodologias de fluxograma, tendo como saída a opção de acesso entre rampa, poço ou correia.

Na terceira etapa, ainda considerando os dados básicos do depósito e usando as formulações paramétricas de custos, deve ser feito o ranqueamento parcial das opções. Observa-se que, devido à saída quantitativa do passo, é possível uma comparação mais precisa par a par em que duas ou mais opções podem ter preferências semelhantes (custos semelhantes ou próximos).

Na quarta etapa de avaliação ESG, é necessário compreender o posicionamento estratégico do empreendimento frente aos fatores para comparar as opções relativas aos dados disponíveis. Para os casos de fatores hídricos, conflitos socioambientais e/ou disponibilidade energética, os atlas referenciados são ferramentas que auxiliam no ranqueamento das preferências. Por fim, deve ser aplicada metodológica AHP com base nas pontuações estabelecidas.

Figura 47 – Fluxo proposto para aplicação da AHP para escolha de acesso



Fonte: elaborado pelo autor.

Para as pontuações estabelecidas para critérios e opções, na escolha par a par, é sugerida sempre a opinião dos tomadores de opinião (BITARAFAN; ATAEI, 2004; MARINS; SOUZA; BARROS, 2009; MOHAMMAD; HASHEM; REZA, 2013). Entretanto, diversos trabalhos, como o de Viana (2012), apresentam algumas quantificações possíveis para critérios ESG econômicos. Nesse contexto, a Tabela 30 sugere parâmetros para a hierarquização das opções frente aos critérios propostos com base na tabela de Saaty, observando-se que esses valores podem (e devem) ser adaptados conforme necessidades e oportunidade dos tomadores de decisão.

Tabela 30 – Sugestões de pesos atribuídos às opções frente aos critérios

Critério	Comentário	Peso atribuído com base na escala de Saaty		
Escolha Empírica (Fluxogramas)	Deve-se dar preferência plena à opção resposta do fluxograma aplicado. Observa-se que a opção por correia, quando é expressa, tem grande peso sobre as demais.	Se Rampa: R//P: 3 RD//RE: 1 R//C: 5	Se Poço: P//R: 3 RD//RE: 1 P//C:5	Se correia: C//P: 7 C//R:7 RD//RE:1
Análise Econômica	Deve-se dar preferência à opção que oferece o melhor resultado econômico; deve-se, porém, observar a diferença apresentada entre as opções.	Se $\Delta 1^\circ//2^\circ \geq 50\%$: $1^\circ//2^\circ: 7$ Se $\Delta 2^\circ//3^\circ \geq 50\%$: $2^\circ//3^\circ: 5$	Se $\Delta 1^\circ//2^\circ \leq 50\% \& \geq 25\%$: $1^\circ//2^\circ: 5$ Se $\Delta 2^\circ//3^\circ \leq 50\% \& \geq 25\%$: $2^\circ//3^\circ: 3$	Se $\Delta 1^\circ//2^\circ \leq 25\% \& \geq 5\%$: $1^\circ//2^\circ: 3$ Se $\Delta 2^\circ//3^\circ \leq 25\% \& \geq 5\%$: $2^\circ//3^\circ: 1,5$
Emissões	Deve-se dar preferência à alternativa com melhor desempenho em termos de emissões frente às outras, como métrica. A geração de CO ₂ eq/ton explotada pode ser utilizada como referência para refinamento da escolha.	P//RD: 5 P//RE: 1/5 P//C: 1/3 RD//RE: 1/7		
Risco Hídrico	Deve-se priorizar a opção de menor impacto hídrico/consumo.	Alto Risco P//RD: 3 P//RE: P//C: RD//RE: 1 R//C: 5	Médio Risco P//RD: 3 P//RE: P//C: RD//RE: 1 R//C: 5	Baixo Risco P//RD: 3 P//RE: P//C: RD//RE: 1 R//C: 5
Potencial de Geração Energética	Deve-se observar se a opção é favorecida pela possibilidade de geração própria de energia e/ou por sua disponibilidade.	Alto Potencial P//RD: 7 P//RE: 3 P//C: 1/3 RD//RE: 1/9 R//C: 1/9	Médio Potencial P//RD: 1,5 P//RE: 1 P//C: 1 RD//RE: 1/5 R//C: 1/3	Baixo Potencial P//RD: 1/3 P//RE: 1/3 P//C: 3 RD//RE: 3 R//C: 5
Social	Deve-se ponderar o desempenho social entre as opções em relação a aspectos como geração de empregos, qualificação da mão de obra, segurança dos trabalhadores e uso de recursos locais.	Alto Risco P//RD: 1/7 P//RE: 1/5 P//C: 1 RD//RE: 5 R//C: 5	Médio Risco P//RD: 1/3 P//RE: 1 P//C: 1 RD//RE: 1/3 R//C: 3	Baixo Risco P//RD: 1 P//RE: 1 P//C: 1 RD//RE: 1 R//C: 1

P = poço; R = rampa; RD = rampa por caminho diesel; RE = rampa por caminhão elétrico; C = correia.

Fonte: elaborado pelo autor.

Por sua vez, para os pesos a serem atribuídos aos critérios par a par, sugere-se igualmente que estes sejam avaliados para cada caso quando possível. Como partida, considerando-se os dados de Banda (2019), podemos assumir a seguinte hierarquização e variação, calculada pelo autor com base em entrevista a tomadores de decisão com experiência no setor de mineração.

Tabela 31 – Sugestões de pesos atribuídos por critério e faixa de variações possível

Natureza	Crítérios	Média Prioridade	Variação
Técnico	Fluxograma	0,47	Δ20%
Econômico/Financeiro	Avaliação Econômica	0,28	Δ40%
Ambiental	Risco Energético	0,16	Δ40%
	Emissões/Custo Ambiental		
Social	Social	0,10	Δ40%

Fonte: elaborado pelo autor.

Por fim, deve-se executar a mecânica de cálculo da metodologia AHP e/ou MAHP. Definindo-se a hierarquia das opções e adicionamento, no caso da metodologia MAHP, avaliando-se a variabilidade apresentada pelas opções.

4.1.3.1 Análise Crítica

O uso de metodologia multicritério AHP e MAHP mostra-se válido para incorporar – na escolha de opção – critérios não abordados nas metodologias de modelagem analisadas anteriormente. A introdução de critérios ambientais, energéticos e sociais ajuda a esclarecer em parte a dificuldade de aderência das escolhas feitas em projetos reais para com os modelos de custos e fluxogramas técnicos. Considerando que, nos projetos cadastrados no SEDAR, temos diferentes localidades, é plausível presumir que muitos deles sofram influência tanto da conjuntura local (local de instalação) quanto do posicionamento e da preferência das empresas. Assim, vemos na ferramenta multicritério uma possibilidade de sistematizar o processo de escolha, levando-se em consideração tais pontos.

Todavia, vemos como desafio uma replicabilidade dos pesos de escolha para diferentes empresas ou projetistas, os quais podem interpretar ou considerar de formas diversas os pesos a serem atribuídos às opções e aos critérios frente às informações socioambientais e energéticas disponíveis. Por exemplo, embora para diferentes projetistas o risco hídrico apresente-se de mesma forma, eles podem interpretá-los de formas distintas. Assim, a proposta apresentada pode não ser de valia para uma grande gama de projetistas, embora seja um exemplo de aplicação da avaliação multicritério para escolha de acessos no caso e/ou projetos de escavação em situações análogas.

É relevante observar que essa ferramenta interage adequadamente para a tomada de decisão em etapas iniciais para outras tipologias de projetos ou escolhas a serem tomadas. Como a própria revisão sobre a aplicação revela, ela pode ser aplicada diretamente na escolha do

método de lavra, entre locais de execução e mesmo portfólio de projetos, interagindo, tal como os modelos paramétricos, em questões de custos e/ou dimensionamento.

4.1.3.2 EXEMPLO DE APLICAÇÃO

Como exemplo de aplicação das ferramentas apresentadas para escolha de acesso, foi aplicada a sequência exposta na Figura 47 para uma mina subterrânea hipotética. Para o caso em questão, aplicou-se a metodologia a um projeto em etapa de estudos iniciais para opção de mina subterrânea polimetálica. Como localização, definiu-se a região de Caçapava do Sul/RS, distante cerca de 350 km de Porto Alegre.

A região de Caçapava da Sul possui histórico de atividade minerária, devido à ocorrência de depósitos polimetálicos e de fertilizantes (calcário e fosfato). Nela já se instalaram minas tanto a céu aberto quanto subterrânea (*sublevel stoping*), assim como novos projetos têm sido pesquisados nos últimos anos. A zona rural apresenta baixa densidade demográfica e economia voltada a atividades agrossilvopastoris. O principal recurso hídrico da região é o Rio Camaquã, enquanto o clima é considerado temperado. Na última década, a região viu crescer a tensão regional contra a instalação de novos empreendimentos minerários.

Para o estudo, considerou-se um depósito com reserva de 20 Mton, estimando-se uma produção média diária de 7 kton ao longo de 350 dias/ano. Como geometria, trata-se de um corpo subvertical, com profundidade média de 450 metros e método de lavra *sublevel stoping*. A formação geológica é composta de rochas sedimentares e metamórficas, conglomerados, gnaisses, arenitos, xistos e mármore; em grande parte, as formações rochosas são aflorantes e os maciços rochosos apresentam boa resistência mecânica. Assim, infere-se uma pequena espessura de solo e maciço rochoso de resistência igual ou superior à classe III em média. Tais dados são compatíveis aos projetos desenvolvidos na região. A Tabela 32 resume os dados técnicos do projeto sintético.

Tabela 32 – Itens considerados para um projeto sintético

Item	Descrição
Projeto	Polimetálico
Reserva	20 Mton
Produção anual	2,4 Mton
Produção diária	7 kton
Método de lavra	Sublevel Stopping
Largura média do stope	6 m
Profundidade média	≈ 450 m
Qualidade do maciço	≥ Classe III

Fonte: elaborado pelo autor.

Aplicando o fluxograma da Figura 40, temos que a opção de acesso e transporte recomendada para o projeto seria a de rampa por caminhões.

Para avaliação econômica frente às opções, considerou-se o CAPEX de execução e o OPEX das opções. As estimativas de custos baseiam-se nas formulações paramétricas inferidas. Para o CAPEX, optou-se pelas fórmulas adaptadas de O'Hara e Suboleski (1992) e Paraskevopoulou e Benardos (2013), ajustadas pelos PPI relativos aos seus anos de publicação para 2019, sendo considerada a sua equipação (Tabela 33). Para o OPEX, optou-se pelas fórmulas ajustadas pelas médias das equações formuladas (Tabela 34). Para o caso de rampa por caminhão elétrico, foi acrescida a porcentagem de 10% em relação ao OPEX rampa diesel. O OPEX da opção de correia transportadora foi inferido com base na equação ajustada a Salama (2014).

Tabela 33 – Estimativa de CAPEX

Tipo de Acesso	CAPEX (M\$)	Observações
Poço	63,04	Considerando-se poço novo e execução de uma torre.
Rampa/Túnel diesel	53,87	Considerando-se caminhões de 30 toneladas.
Rampa/Túnel elétrico	59,26	Considerando-se custo 10% acima da opção a diesel.
Correia	71,75	Considerando-se contingência de 25%.

Fonte: elaborado pelo autor.

Tabela 34 – Estimativa de OPEX

Tipo de Acesso	Fórmula OPEX	OPEX \$/ton
Poço	$2E-05*(deep^2) - 0,0051*deep + 8,5249$	6,74
Rampa/Túnel diesel	$2E-05*(deep^2) - 0,0011*deep + 7,6449$	10,28
Rampa/Túnel elétrico	$1,1*OPEX(\text{Rampa/Diesel})$	11,31
Correia	$(58,064+prod)/(0,032059+0,18216*(deep))$	1,16

Fonte: elaborado pelo autor.

Considerando-se a produção anual e uma vida útil de projeto de 9 anos, podemos estimar um VPL para as opções de acesso e transporte. Para a estimativa, considerou-se uma taxa mínima de atratividade (TMA) de 10%.

Tabela 35– VPL considerado para as opções de acesso/transporte

Tipo de Acesso	CAPEX (M\$)	VPL(M\$)
Poço	63,04	- 156,19
Rampa/Túnel diesel	53,87	- 195,96
Rampa/Túnel elétrico	59,26	- 215,58
Correia	71,75	- 111,83

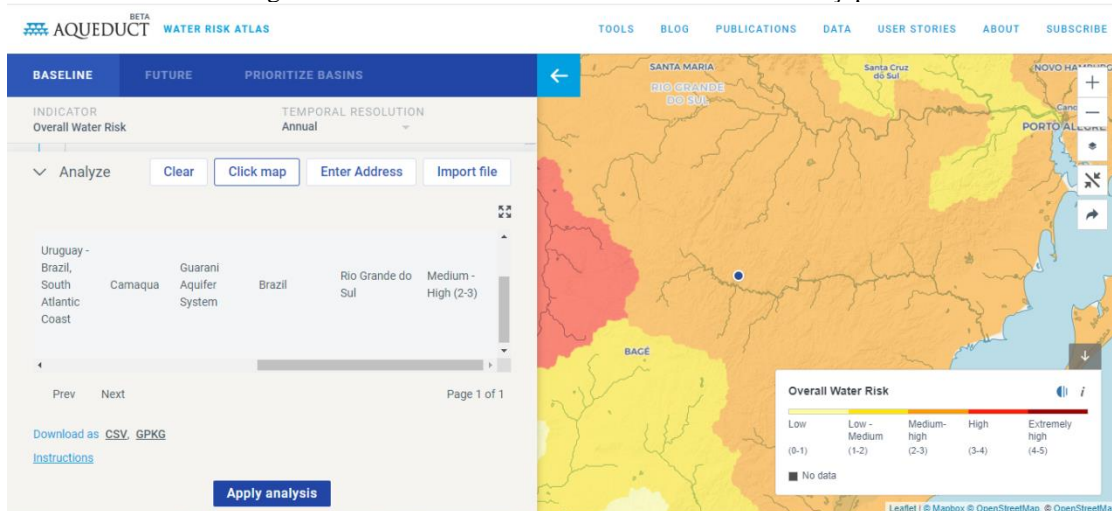
Fonte: elaborado pelo autor.

4.1.3.2.1 *Análise Socioambiental*

Para avaliação dos critérios de natureza socioambientais (risco energético, emissões/custo ambiental e social), foram utilizadas as ferramentas expostas na metodologia proposta. Foram consultados os atlas relativos a risco hídrico, a conflitos socioambientais e a potencial energético frente à posição estimada de projeto – locado sinteticamente no interior de Caçapava do Sul, mais especificamente no Distrito de Minas do Camaquã. Para avaliação dos critérios, foram utilizadas as informações e ferramentas disponíveis nos sítios dos atlas citados. As ferramentas foram avaliadas em conjunto para consideração dos critérios par a par.

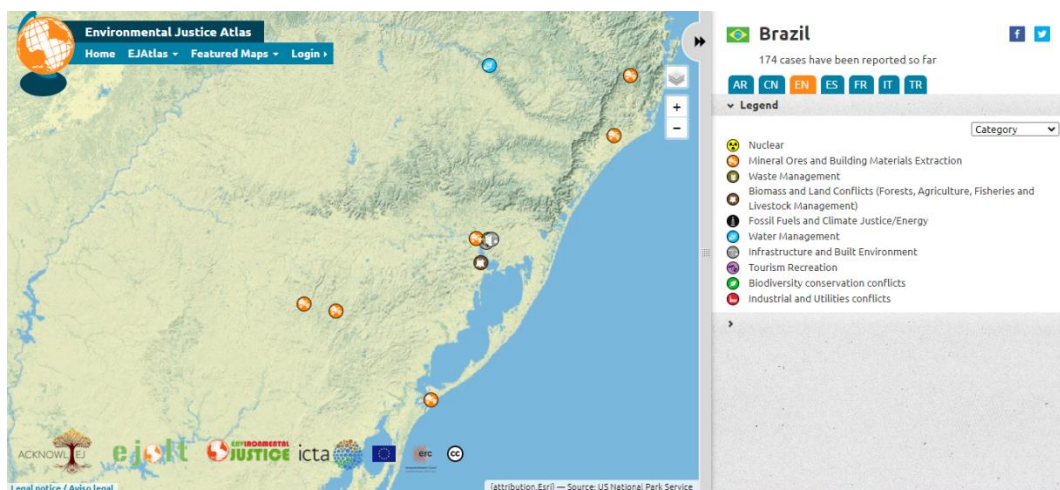
Da avaliação locacional, extrai-se que o local proposto para instalação encontra-se em zona de média vulnerabilidade hídrica, apresentando também um potencial mediano de geração de energia tanto solar quanto hídrica – inferido em função do risco hídrico regional. Auxiliam no entendimento avaliações sobre a cartografia disponível em bases de livre acesso (Google, Bing, órgãos públicos). Por sua vez, o atlas de conflitos socioambientais demonstra que ocorre histórico local e regional de conflitos com projetos de mineração, o que se torna um fator de risco à implementação. Assim, embora o critério energético possa ser considerado de nível médio, a incidência de conflitos sociais é de nível alto (dado o seu reporte). Essas avaliações devem ser, portanto, expressas nas avaliações par a par dos critérios.

Figura 48 – Risco hídrico associado à localidade de Caçapava do Sul



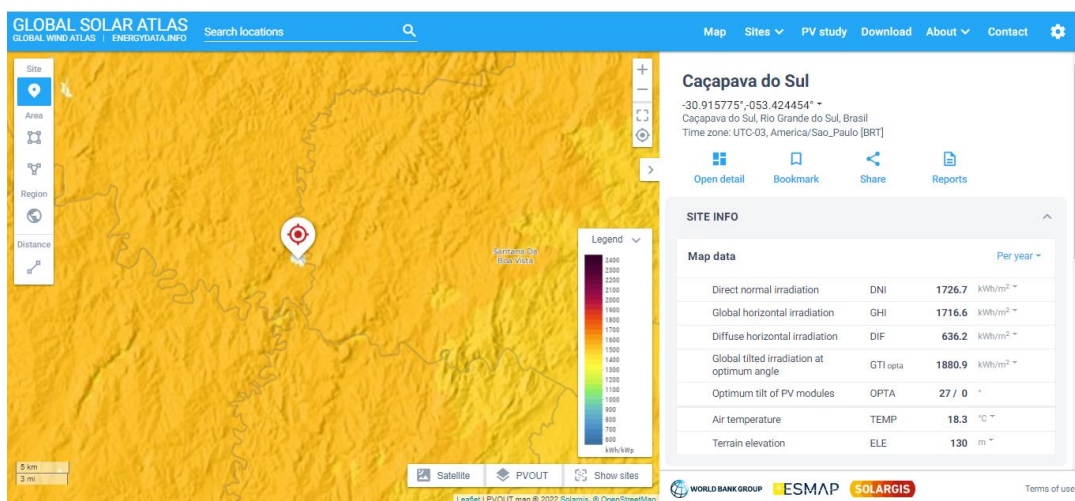
Fonte: <<http://www.wri.org/applications/aqueduct/water-risk-atlas>>.

Figura 49 – Conflitos socioambientais reportados para o Sul do Brasil



Fonte: <<https://ejatlas.org/>>.

Figura 50 – Potencial de geração solar para Caçapava do Sul



Fonte: <<https://globalsolaratlas.info/>>.

4.1.3.2.2 AHP

Para a execução da metodologia AHP, foram comparadas inicialmente as opções par a par frente aos critérios um a um. Como base para a ponderação, foi utilizada a proposta de valores apresentada anteriormente, sendo que a avaliação do critério econômico tomou como base o CAPEX. A Tabela 36 apresenta as hierarquias obtidas.

Tabela 36 – Matriz de comparação dos pares frente a cada critério

Fluxograma	Poço	Ramp Diesel	Ramp Eletric	Correia	Prioridade Local
Poço	1,00	0,33	0,33	5,00	0,19
Ramp Diesel	3,00	1,00	1,00	5,00	0,40
Ramp Eletric	3,00	1,00	1,00	5,00	0,40
Correia	0,20	0,20	0,20	1,00	0,07

Avaliação Econômica	Poço	Ramp Diesel	Ramp Eletric	Correia	Prioridade Local
Poço	1,00	0,20	0,20	5,00	0,12
Ramp Diesel	5,00	1,00	1,00	9,00	0,42
Ramp Eletric	5,00	1,00	1,00	9,00	0,42
Correia	0,20	0,11	0,11	1,00	0,04

Risco Energético	Poço	Ramp Diesel	Ramp Eletric	Correia	Prioridade Local
Poço	1,00	0,50	0,33	1,00	0,15
Ramp Diesel	2,00	1,00	3,00	3,00	0,45
Ramp Eletric	3,00	0,33	1,00	1,00	0,23
Correia	1,00	0,33	1,00	1,00	0,16

Emissões/Custo Ambiental	Poço	Ramp Diesel	Ramp Eletric	Correia	Prioridade Local
Poço	1,00	5,00	0,33	1,00	0,21
Ramp Diesel	0,20	1,00	0,11	0,20	0,05
Ramp Eletric	3,00	9,00	1,00	3,00	0,54
Correia	1,00	5,00	0,33	1,00	0,21

Social	Poço	Ramp Diesel	Ramp Eletric	Correia	Prioridade Local
Poço	1,00	0,14	0,20	1,00	0,07
Ramp Diesel	7,00	1,00	5,00	5,00	0,60
Ramp Eletric	5,00	0,20	1,00	3,00	0,23
Correia	1,00	0,20	0,33	1,00	0,09

Fonte: elaborado pelo autor.

Posteriormente, considerando-se as informações disponíveis e estabelecidas para o projeto sintético, procedeu-se à comparação par a par dos critérios. A Tabela 37 apresenta as decisões tomadas para a definição do vetor de prioridades.

Tabela 37 – Matriz normalizada dos critérios

Prioridades	Fluxog.	Econo.		R. Ener.	Em. Amb.	Social	Vetor Prioridade
Fluxograma	1,00	2,00		5,00	3,00	2,00	0,46
Avaliação Econômica	0,50	1,00		5,00	3,00	2,00	0,35
Risco Energético	0,20	0,20		1,00	1,00	0,33	0,09
Emissões/Custo Ambiental	0,33	0,33		1,00	1,00	0,33	0,11
Social	0,50	0,50		3,00	3,00	1,00	0,25
RC		0,03					

Fonte: elaborado pelo autor.

Por fim, cruzando-se as prioridades locais das opções com o vetor prioridade dos critérios, obtemos o vetor de prioridade global das opções. Vemos que a prioridade global para o exemplo em tela é obtida pela opção de rampa por caminhão diesel, com proximidade para a opção de rampa por caminhão elétrico.

Tabela 38 – Matriz de prioridades locais e prioridades globais

Opção	Fluxog.	Econo.	R. Ener.	Em. Amb.	Social	Prioridade Global
POÇO	0,19	0,12	0,15	0,21	0,07	0,181
RAMP DIESEL	0,40	0,42	0,45	0,05	0,60	0,524
RAMP ELETRIC	0,40	0,42	0,23	0,54	0,23	0,468
CORREIA	0,07	0,04	0,16	0,21	0,09	0,102

Fonte: elaborado pelo autor.

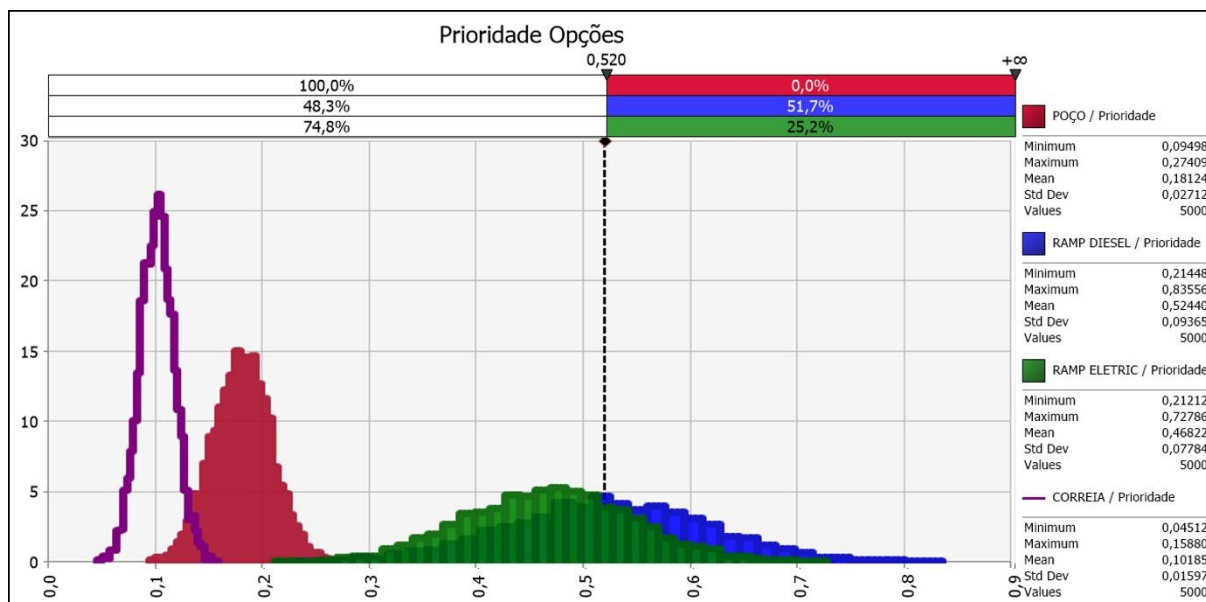
4.1.3.2.3 MAHP

Para execução da metodologia MAHP, partiu-se da proposta anteriormente apresentada. Utilizou-se a prioridade de critérios já definidos no AHP tradicional (Tabela 36 e 37), aplicando-se variabilidade sobre o vetor de prioridades (normalizado). Para consideração da variabilidade, optou-se por distribuições normais e pelos limites sugeridos por Banda (2019), assumindo-os como desvio padrão para os critérios. Para operacionalização da simulação de Monte Carlo, utilizou-se o software @Risk.

A Figura 51 apresenta o resultado das simulações das prioridades das opções de acesso/transporte. Nesta, vemos que a opção de rampa por caminhão diesel mantém-se como a prioridade global sobre as demais. Contudo, nota-se que, na análise probabilística, ocorrem

cenários em que a opção por caminhões elétricos apresenta-se com maior prioridade que as demais. Além disso, as distribuições de cenários entre as opções por caminhões a diesel e elétricos são em parte sobrepostas.

Figura 51 – Distribuições das prioridades apresentadas em simulação de Monte Carlo



Fonte: elaborado pelo autor

A Tabela 39 apresenta o resumo estatístico da simulação frente às prioridades determinísticas estimadas pelo AHP tradicional. Nota-se que, devido à opção de inserir distribuições normais no vetor prioridade dos critérios, a média das distribuições de saída tendeu ao valor determinístico. Porém, podemos ver como relevantes as diferenças nos desvios padrões e por seqüência nos coeficientes de variação.

Tabela 39 – Resumo das prioridades globais por MAHP e estatística

Opção	Prioridade Determinística	Prioridade Simulação	Desvio Padrão	Coefficiente de Variação
POÇO	0,181	0,181	0,02712	0,149834
RAMP DIESEL	0,524	0,524	0,09365	0,178721
RAMP ELETRIC	0,468	0,468	0,07784	0,166325*
CORREIA	0,102	0,102	0,01597	0,156569

*Menor coeficiente de variação entre as duas opções prioritárias.

Fonte: elaborado pelo autor.

4.1.3.3 Considerações

O exemplo de aplicação permite visualizar a sistematização do processo de hierarquização, o qual subsidia o processo de escolha. Entretanto, cabe observar que ainda (em muito) este é dependente do tomador de decisão e/ou projetista, que deve realizar as avaliações par a par dos critérios ou opções e, por fim, interpretar os resultados.

Vemos que os critérios apresentados no exemplo demonstram pesos semelhantes aos reportados por Banda (2019), refletindo o maior peso para critérios técnicos e econômicos. Entretanto, justamente esse maior peso aos critérios técnicos econômicos – e, principalmente, a tendência em premiá-los – pode colocar em xeque a consideração de uma abordagem ESG para a análise. Na concepção do tripé da sustentabilidade, ainda que não sejam comentadas as porcentagens de atendimentos, devem ser consideradas as três dimensões (econômica, social e ambiental), as quais são abordadas no processo de escolha, embora com pesos diferentes. No exemplo em tela, cabe observar que a determinação dos pesos dos critérios ambiental e social foi fundamental na escolha das opções, principalmente do critério social.

Referente à aplicação de simulação (MAHP), esta se mostrou muito útil para acrescentar o critério da incerteza na tomada de decisão, permitindo que o tomador de decisão/projetista avalie a variabilidade das opções.

5. PARTE V

5.1 CONSIDERAÇÕES FINAIS – AVALIAÇÃO DAS CONTRIBUIÇÕES

No decorrer da revisão do tema, principalmente na avaliação de projetos de viabilidade entre outras produções técnicas (artigos e livros), já se verificou que o peso de variáveis como a classificação geotécnica do meio de escavação apresenta-se menor que outros fatores na inviabilização de projetos, sobretudo na ótica econômica. Na ótica técnica, embora variações de propriedades sejam inegavelmente importantes para as classificações de maciço – o que se verifica nas metodologias de classificações– e classes diferentes de maciços requeiram soluções diferentes da avaliação e das simulações feitas sobre escavações (na abordagem técnica e viabilidade de mina), verifica-se que mudanças não abruptas em parâmetros têm pouco impacto no projeto como um todo. Logo, mudanças desse tipo (abruptas) não foram adequadamente abordadas nas metodologias e no exemplo trabalhado.

No caso em questão, outras ferramentas de análise de risco (abordadas com maiores detalhes nos Apêndices I e II) poderiam ser utilizadas em paralelo, como FMEA (do inglês *Failure Mode and Effect Analysis*), matrizes de risco e ferramentas de gerenciamento. Entretanto, a metodologia de análise de risco – por simulação de Monte Carlo (como mencionado no decorrer do trabalho) – pode ser usada em paralelo à gestão de risco do empreendimento, abordando-se os riscos de um projeto ao se deparar com uma mudança abrupta de geologia que requeira alteração do tipo de tratamento adotado – alteração de desmonte mecanizado para uso de explosivos ou alteração de suporte da escavação (passagem de suporte pontual para enfilagem ou concreto projetado).

Todavia, embora em análise de risco por simulações de Monte Carlo seja possível considerar cenários extremos – os quais teriam grande impacto nos projetos –, o uso de modelos estocásticos leva a distribuições de probabilidade em que o risco é diluído dentre os demais cenários, ou seja, apresentando distribuições truncadas como no caso apresentado sobre classes de maciço. Embora reflita a realidade, em que mudanças abruptas podem ser realmente de pouca probabilidade, o tratamento do risco deveria ser tratado adicionalmente de outra forma no caso dos projetos de escavação em senso restrito, além dos riscos de impacto econômico e de produtividade ao empreendimento.

Outro ponto que deve ser destacado, referente aos modelos, é a escala de projeto à qual se referem. Conforme apresentado, os modelos paramétricos podem ser aplicados desde a

avaliação de aspectos técnicos de projetos, como a classificação do maciço e definição de tipo de suporte, a escolha pela opção de acesso, a definição da economicidade projeto, e em junção de todos estes para consideração frente à externalidade e/ou aos critérios ESG. Essa última aplicação tem-se mostrado promissora para projetos iniciais em infraestrutura de mina, como no caso da escolha de acesso.

Com relação às metas e aos objetivos propostos neste trabalho, podemos afirmar que o desenvolvimento desta pesquisa contribuiu para o tema de lavra de minas. O estado da arte apresentado no texto e nos apêndices gerados – os quais embasaram as ferramentas trabalhadas e as contribuições propostas para aplicações e atualizações de modelos – apresentam uma compilação do tema, a qual pode fundamentar e direcionar estudos futuros. A proposta de atualização de algoritmo para escolha de acesso para minas subterrâneas foi incorporada ao software MAFMINE 3.1 para a modelagem de projetos de lavra subterrâneas, sendo seu desenvolvimento e sua aplicação divulgados no artigo *Choice of Access for Underground Mining for Feasibility Studies*, na revista *REM - International Engineering Journal*. Quanto aos diversos modelos, foram incorporadas ao modelo MAFMINE estimativas de custos de execução de acesso, sendo poço por O'Hara e Suboleski (1992), rampa por caminhões a diesel, pela estimativa de frota e custo de aquisição e correia pelo custo inferido.

Referente às contribuições complementares, desenvolvidas ao longo da pesquisa com base na revisão sobre aplicação de simulação a modelos técnicos e econômicos de escavações, foram estudadas novas aplicações sobre modelos. Estes complementam o conhecimento sobre o tema e permitem tecer paralelos quanto ao enquadramento das diferentes escalas de projetos (viabilidade econômica global, verificações técnicas e escolha de acesso). Com enfoque na classificação de maciço e previsão de tipo de suporte, aplica-se tanto ao acesso de minas quanto ao desenvolvimento de túneis. Ainda com relação às ferramentas de modelagem, a aplicação de simulação de Monte Carlo sobre modelos paramétricos de custos demonstrou a possibilidade de sistematização da técnica para os estudos iniciais de projetos e inclusão no escopo de relatórios técnicos para investidores.

Destaca-se que a análise de risco por simulação, como subsídio da avaliação de projetos de mineração subterrânea, preenche uma lacuna de aplicação do método e, assim, também vem a contribuir com o tema, cobrindo os objetivos deste trabalho. Já a metodologia proposta como complementação para base multicriterial para escolha de acessos cumpre o papel de unificar as ferramentas e os desenvolvimentos abordados na tese e viabilizar sua ligação com futuros desenvolvimento (no tocante a acessos de mina), sejam eles sobre atualizações nas estimativas de custos, do algoritmo de escolha de acesso, automação ou critérios ESG.

Assim, dentre os objetivos desta tese, a contribuição ao tema e a divulgação foram cumpridas. A contribuição delimitou-se ao escopo proposto de projetos de natureza inicial; assim, a validação das conclusões e das aplicações dissertadas e propostas deu-se via dois pontos: (i) a divulgação das pesquisas embasadas pelos pares, sendo estas publicadas em periódicos e apresentadas em eventos de relevância internacional, fundamentando a aceitação do meio acadêmico e profissional as contribuições propostas; (ii) as contribuições sobre as etapas de projetos iniciais utilizadas para o desenvolvimentos de projetos reais e reportados, de modo que a própria aderência dos modelos, tanto de acesso quanto ao modelo de custo usado para a simulação, embasam o trabalho desenvolvido.

5.2 CONCLUSÕES

O presente trabalho visou percorrer o estado da arte do desenvolvimento e da aplicação de escavações subterrâneas sob as óticas da mineração e de infraestrutura, buscando contribuir para o conhecimento do tema. Verificaram-se carências nas abordagens desenvolvidas para avaliações de projetos em etapas conceituais e de pré-viabilidade para os setores de mineração, com destaque para a escolha de acessos e consequente influência no método de transporte de minérios em minas subterrâneas. Já na revisão bibliográfica do assunto, verificou-se lacuna de pesquisas que abordassem estudos iniciais de escavações subterrâneas e análise de risco. Assim, as ferramentas abordadas, a modelagem paramétrica para projetos iniciais de mineração, parâmetros de projeto e posterior análise de risco quantitativo mostraram-se com grande potencial de aprofundamento de uso.

A introdução de parâmetros quantitativos de qualidade de rocha, nas etapas de estimativas de custos de projetos, como uso de classificação RMR, Q ou GSI, mostrou-se positiva e promissora para futuras implementações, embora os levantamentos de dados e as revisões do tema apontem para um preterimento frente a classificações mais simplistas nas etapas iniciais de projetos; conclui-se, então, que o risco quanto a variações físicas do meio é tratado como implícito às etapas iniciais. Já o uso de ferramentas de análise de risco, como método de Monte Carlo, mostrou-se de grande potencial de aplicação sistemática em projetos e, principalmente, na avaliação preliminar de projetos e na tomada de decisão multicriterial.

No caso dos relatórios SEDAR NI 43-101, verifica-se que há espaço para inclusão sistematizada do papel da análise de risco como um item constituinte do relatório, assim como uma descrição mais aprofundada da geotecnia e da sua influência nas tomadas de decisão, mesmo que seja para tornar explícito que esta foi simplificada na avaliação e no

desenvolvimento do projeto. De mesma forma, a aplicação de análise multicriterial mostrou ser possível a consideração de critérios ESG nas tomadas de decisão de projetos iniciais, indicando ser promissora sua inclusão nas metodologias aplicadas à avaliação de projetos iniciais e, por fim, sua abordagem em relatórios de investidores, como SEDAR.

Dos modelos paramétricos estudados, com base nos relatórios SEDAR NI 43-101, verifica-se que a atualização de algoritmos de escolha de acessos para minas culminou em uma melhor aderência do que os algoritmos mais antigos, colaborando para o entendimento de necessidade de reavaliações periódicas, assim como as estimativas de custos feitas em modelos mais robustos como na atualização apresentada do modelo O'Hara e Suboleski (1992), com a introdução de custos de acessos parametrizados estudados. Deve-se observar seu caráter exploratório e as fases iniciais de projetos, dada a grande divergência de custos operacionais e capitais observadas em diferentes publicações (Parte II).

Com relação aos critérios geotécnicos, não se justificaram ligações mais profundas entre parâmetros geotécnicos quantitativos (valores numéricos de parâmetros ou classificações geomecânicas) e estimativas de custos e escolhas técnicas de tipo de acesso (ao nível de pré-viabilidade). Contudo, deve-se ter atenção ao fato de que alterações significativas da classificação de maciços podem ser consideráveis limitantes de projetos. Por exemplo, a não consideração de significativa camada de material inconsolidado (como abordado anteriormente) pode inviabilizar o uso de rampas e representar um profundo impacto para o fluxo de caixa do empreendimento.

Da revisão feita, verificou-se que, embora haja espaço para inclusão de variáveis geotécnicas (como a classificação do maciço) em algoritmos, como para escolha de tipo de acesso e custos de escavação em termos de concepção de estimativas para projetos conceituais e de pré-viabilidade, estes possuem baixo impacto ao todo de projetos (salvo exceções). Outros parâmetros, como taxas de produção, geometrias de corpos e teores, apresentam em linhas gerais um maior peso nas tomadas de decisão nas etapas iniciais de projetos – pode-se verificar isso nas simulações feitas quanto ao enquadramento de classe de maciço rochoso e classes de suporte (Apêndice II), cujas distribuições, frente a simulações, não se caracterizaram como estocásticas.

Por outro lado, no mesmo exemplo, os tempos de autossuporte, medida de grande interesse (técnico operacional) devido à influência de produtividade do desenvolvimento nos custos, mostrou-se passível de simulação e avaliação de risco, cabendo ser relacionado em simulações de prazos ou mesmo de custos – na forma de um penalizador ao valor do fluxo de caixa. Assim como nas outras aplicações, além da aplicabilidade das ferramentas de

modelagens paramétricas, vemos espaços para aprofundar e desenvolver as aplicações sobre tais ferramentas, como no caso das simulações de riscos avaliando diferentes cenários e a variações de parâmetros de entrada nos modelos.

No intuito de dissecar a não aderência total dos modelos (empíricos – fluxograma e custos) e de considerar os diferentes cenários possíveis, a aplicação da análise multicriterial mostrou-se de grande interesse para casos de AHP tradicional e MAHP, sobretudo considerando a gama de incertezas já expostas como inerentes às etapas de projetos abordados. Vê-se nessas aplicações a possibilidade de consideração na tomada de decisão, de aspectos técnicos, econômicos e outras externalidades em conjunto. Por fim, a simulação de Monte Carlo sobre o AHP (MAHP) permitiu vislumbrar os intervalos de sombreamento e variação das opções, permitindo estabelecer um grau superior na tomada de decisão.

5.3 TRABALHOS FUTUROS

Como trabalhos futuros, podemos citar:

- adensamento do banco de dados utilizado para atualização do algoritmo de escolha de acesso;
- inclusão de tecnologias inovadoras e de menor representatividade até o presente momento, tais como eletrificação na mineração subterrânea, novas tecnologias para transporte, caminhões com células de hidrogênio;
- estudo comparativo entre a modelagem empírica e analítica para escolha de acesso quanto ao seu custo de processamento – tempo de desenvolvimento e precisão atingida, a exemplo do trabalho de Carriconde (2010);
- refino da abordagem ESG nas escolhas de projetos de mineração subterrânea;
- estudo aprofundado dos impactos dos critérios ambientais, energéticos e sociais nas tomadas de decisão em mineração subterrânea e opções técnicas de lavra e de transporte de minério.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ABAD, J. et al. **Application of geomechanical classification to predict the convergence of coal mine galleries and to design their supports**. 5th Congress International Society for Rock Mechanics, 1983.
- ALMEIDA, E.S. **Utilização subterrânea dos maciços rochosos: uma alternativa de preservação ambiental na Ilha de Santa Catarina**. 2001. 181f. Tese (Doutorado) – Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Produção, Universidade Federal de Santa Catarina, Florianópolis, 2001.
- AUSIMM – Australasian Institute of Mining and Metallurgy. **Cost Estimation Handbook for Australian Mining Industry**. Victoria: AUSIMM. 1993.
- AZADEH, A.; OSANLOO, M.; ATAEI, M. A new approach to mining method selection based on modifying the Nicholas technique. **Applied Soft Computing**, v. 10, n. 4, p. 1040-1061, set. 2010.
- BAKHTAVAR, E.; SHAHRIAR, K.; ORAEE, K. **A model for determining optimal transition depth over from open-pit to underground mining**. Proceedings of 5th International Conference on Mass Mining, Luleå, Sweden, 2008. p. 393-400.
- BALUSA, B.C.; GORAI, A.K. A Comparative study of various multi-criteria decision-making models in underground mining method selection. **Journal of The Institution of Engineers (India): Series D**, v. 100, n. 1, p. 105-121, 2019.
- BANDA, W. An integrated framework comprising of AHP, expert questionnaire survey and sensitivity analysis for risk assessment in mining projects. **International Journal of Management Science and Engineering Management**, v. 14, n. 3, p. 180-192, 2019.
- BAÑUELAS, R.; ANTONY, J. Application of stochastic analytic hierarchy process within a domestic appliance manufacturer. **Journal of the Operational Research Society**, v. 58, n. 1, p. 29-38, 2007.
- BARBOZA, F.L.M. **Avaliação de investimentos em projeto de risco em mineração**. 2005. 55f. Monografia (Especialização) – Curso de MBA em Administração Financeira, Fundação Getúlio Vargas, Brasília, 2005.
- BARTON, N. Rock mass classification for choosing between TBM and drill-and-blast or a hybrid solution. **Tunnels and underground structures: proceedings tunnels & underground structures, Singapore 2000**. Routledge, 2000. p. 35-50.
- BARTON, N.; LIEN, R.; LUNDE, J. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. **Rock mechanics and rock engineering**, v. 6, n. 4, p. 189-236, 1974.
- BARTON, N.R. **TBM tunnelling in jointed and faulted rock**. CRC Press, 2000.
- BAUDSON, A.J.G.S. **Aplicativo para avaliação econômica de jazidas minerais**. 2008. 145f. Dissertação (Mestrado) – Curso de Pós-Graduação em Engenharia Mineral, Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2008.

BIENIAWSKI, Z.T. Engineering classification of jointed rock masses. **Civil Engineer in South Africa**, v. 15, n. 12, 1973.

BIENIAWSKI, Z.T. **Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering**. Oxford: John Wiley & Sons, 1989.

BITARAFAN, M.R.; ATAELI, M. Mining method selection by multiple criteria decision making tools. **Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy**, p. 6, 2004.

CAMERON-CLARKE, I.S.; BUDAVARI, S. Correlation of rock mass classification parameters obtained from borecore and in-situ observations. **Engineering Geology**, v. 17, n. 1-2, p. 19-53, 1981.

CAMM, T.W.; STEBBINS, S.A. **Simplified cost models for underground mine evaluation: a handbook for quick prefeasibility cost estimates**. Mining Engineering Department, Montana Technological University. 2020.

CARDOZO, F.A.C. **Longwall: estado da arte, geomecânica, planejamento e aplicação**. 2015. 132f. Dissertação (Mestrado) – Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2015.

CARDOZO, F.A.C.; PETTER, C.O.; GAVRONSKI, J.D. **Modelamento e estimativa de custos em projetos de mineração de carvão, ferramenta de avaliação econômica**. V Congresso Brasileiro de Carvão Mineral. Anais. Criciúma/SC, Brasil, 2017.

CARRICONDE, M.C. **Verificação da aplicabilidade do programa Mafra como ferramenta auxiliar na estimativa de custos para desenvolvimento de estudos de viabilidade econômica em projetos conceituais**. 2010. 108p. Dissertação (Mestrado) –Curso de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalurgia e de Materiais, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2010.

CHANDLER, N. Developing tools for excavation design at Canada's Underground Research Laboratory. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, v. 41, n. 8, p. 1229-1249, 2004.

CHARBEL, P.A. **Gerenciamento de risco aplicado à diluição de minério**. Tese (Doutorado) – Faculdade de Tecnologia, Universidade de Brasília, Brasília, 2016.

CIGLA, M.; YAGIZ, S.; OZDEMIR, L. **Application of tunnel boring machines in underground mine development**. 17th International Mining Congress and Exhibition of Turkey, 2001, p. 155-164.

CINTRA, M. **Os custos do congestionamento na cidade de São Paulo**. Textos para discussão. Escola de Economia de São Paulo da Fundação Getúlio Vargas (EESP). 2014. Disponível em: <www.marcoscindra.org/adm/doc/Custo_transitopdf>. Acesso em: 22 set. 2015.

COLLINS, J.H. **Principles of metal mining**. New York: G. P. Putnam's, 1874. 158p.

CORDOVA, D.P. **Análise da diluição no método câmaras transversais utilizando modelagem numérica: estudo de caso mina Arenal Deeps**. 2016. 286f. Dissertação

(Mestrado) – Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2016.

CORDOVA, D.P. et al. **Impacto de incertezas geológicas na rentabilidade de empreendimentos mineiros em suas fases de projeto**. 48º Congresso Brasileiro de Geologia. Anais. Porto Alegre/RS, 2016. São Paulo/SP: Sociedade Brasileira de Geologia, 2016.

CORDOVA, D.P.; CARDOZO, F.A.C. **Minicurso de geomecânica aplicada a minas subterrâneas**. X Semana Acadêmica de Engenharia de Minas. UFRGS. Escola de Engenharia, Porto Alegre, 2017. Não Publicado.

COSTA, L.V. **Análise das opções de vias de produção e acesso em minas subterrâneas**. Dissertação (Mestrado em Engenharia) – Curso de Pós-Graduação em Engenharia, Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2015.

CURI, A. **Lavra de minas**. São Paulo: Oficina de Textos, 2017.

D'ARRIGO, R.F. **Modelo de estimativa de custos operacionais e de capital em projetos de mineração em fase conceitual baseado no modelo de O'Hara**. 2012. 96f. Dissertação (Mestrado) – Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2012.

DA COSTA, B.M.A. **Ferramenta informática de apoio à escavação de túneis**. Dissertação (Mestrado em Engenharia de Minas e Geo-Ambiente) – Universidade do Porto, Porto, 2012.

DA MOTTA, R.S.; MENDES, A.P. Custos de saúde associados à poluição do ar no Brasil. **Pesquisa e Planejamento Econômico**, v. 25, n. 1, p. 165-198, 1995.

DAHRI, N.; ABIDA, H. Monte Carlo simulation-aided analytical hierarchy process (AHP) for flood susceptibility mapping in Gabes Basin (Southeastern Tunisia). **Environmental Earth Sciences**, v. 76, n. 7, p. 1-14, 2017.

DAVIS, R.; FRANKS, D. **Costs of company-community conflict in the extractive sector**. Harvard Kennedy School, p. 56, 2014.

DEERE, D.U. Technical description of rock cores for engineering purposes. **University of Illinois**, 1962.

DIAS, T.G.S. **Avaliação do comportamento de poços de grande diâmetro para fins de infraestrutura subterrânea**. 2011. 167f. Monografia (Graduação) – Curso de Engenharia Civil, Universidade de Brasília, 2011.

DICK, L.P. **Avaliação de investimento no setor de mineração, utilizando análise por opções reais**. 2007. 65f. Monografia (Graduação) – Escola de Administração, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2007.

EDENHOFER, O. et al. The economics of low stabilization: model comparison of mitigation strategies and costs. **The Energy Journal**, v. 31, n. 01, p. 11-48, 2010.

ELEVLI, B.; DEMERCI, A.; DAYI, O. Underground haulage selection: shaft or ramp for a small-scale underground mine. **Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy**, v. 102, n. 5, p. 255-260, 2002.

FIORI, A.P.; CARMIGNANI, L. **Fundamentos de mecânica dos solos e das rochas: aplicações na estabilidade de taludes**. 2. ed. rev. e ampl. Curitiba: Ed. UFPR, 2009. 604p.

FÚNEZ GUERRA, C. et al. Viability analysis of underground mining machinery using green hydrogen as a fuel. **International Journal of Hydrogen Energy**, v. 45, n. 8, p. 5112-5121, 2020.

GALIZA, A.C. et al. Geotecnia mineira de maciços rochosos fracturados para o controlo da qualidade do desmonte. **Revista Ingenium, Ordem Engenheiros**, v. 124, p. 76-80, 2011.

GAMAYUNOVA, O.; GUMEROVA, E. Solutions to the urban problems by using of underground space. **Procedia Engineering**, v. 165, p. 1637-1642, 2016.

GERALDI, J.L.P. **O ABC das escavações de rocha**. Rio de Janeiro: Interciência, 2011.

GODARD, J.P. **Urban underground space and benefits of going underground**. World Tunnel Congress, 2004.

GOBBI, F. **Estudo do comportamento geomecânico de rochas efusivas da formação serra geral e sua aplicação na modelagem numérica de túneis**. 2011. 246f. Tese (Doutorado) – Pós-Graduação em Engenharia Civil, Escola de Engenharia, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2011.

GOMES, D.A.P. **Gestão de riscos na construção de túneis e obras subterrâneas**. Dissertação (Mestrado) – Instituto Superior de Engenharia de Lisboa, Lisboa, 2012.

GONEN, A.; MALLI, T.; KOSE, H. Selection of ore transport system for a metalliferous underground mine/Dobór systemu transportu rud w kopalni podziemnej rud metalu. **Archives of Mining Sciences**, v. 57, n. 3, p. 779-785, 2012.

GROMOV, E.V.; BELOGORODTSEV, O.V. Improvement of access methods for ore reserves beyond ultimate limits of open pits. **Eurasian Mining**, n. 1, p. 16-20, 2019.

HAACK, A. Political and social aspects of present and future tunnelling. **Tunnels and underground structures: proceedings tunnels & underground structures, Singapore 2000**. Routledge, 2000. p. 3-14.

HAUSER, D.; TADIKAMALLA, P. The analytic hierarchy process in an uncertain environment: a simulation approach. **European Journal of Operational Research**, v. 91, n. 1, p. 27-37, 1996.

HEPBURN, C. et al. The technological and economic prospects for CO2 utilization and removal. **Nature**, v. 575, n. 7781, p. 87-97, 2019.

HOEK, E. et al. **Quantification of the geological strength index chart**. 47th US Rock Mechanics/Geomechanics Symposium, American Rock Mechanics Association, 2013.

- HOEK, E. Reliability of Hoek-Brown estimates of rock mass properties and their impact on design. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, v. 35, n. 1, p. 63-68, 1998.
- HOEK, E. Strength of rock and rock masses. **ISRM News Journal**, v. 2, n. 2, p. 4-16, 1994.
- HOEK, E. Strength of jointed rock masses. **Geotechnique**, v. 33, n. 3, p. 187-223, 1983.
- HOOVER, H.C. **Principles of mining**. New York: McGraw-Hill, 1909. 220p.
- HOOVER, H.C.; HOOVER, L.H. **Georgius Agricola, De Re Metallica**. New York: Dover, 1950.
- INFOMINE. **Mine and mill equipment costs**. InfoMine USA, Inc. Cost Mine Division and Aventurine Engineering, Inc. 2014.
- JACOBS, W.; HODKIEWICZ, M.R.; BRAUNL, T. A cost-benefit analysis of electric loaders to reduce diesel emissions in underground hard rock mines. **IEEE Transactions on Industry Applications**, v. 51, n. 3, p. 2565-2573, 2015.
- KALIAMPAKOS, D.; BENARDOS, A.; MAVRIKOS, A. A review on the economics of underground space utilization. **Tunnelling and Underground Space Technology**, v. 55, p. 236-244, 2016.
- KALIAMPAKOS, D.; BENARDOS, A.; MAVRIKOS, A. A review on the economics of underground space utilization. **Tunnelling and Underground Space Technology**, v. 55, p. 236-244, 2016.
- KLIPPEL, A.F. **O sistema Toyota de produção e a indústria de mineração: uma experiência de gestão da produtividade e da qualidade nas minas de fluorita do estado de Santa Catarina**. Tese (Doutorado) – Curso de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais, Escola de Engenharia, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 1999.
- LÈBRE, É. et al. Source risks as constraints to future metal supply. **Environmental Science & Technology**, v. 53, n. 18, p. 10571-10579, 2019.
- LEONE, G.S.G. **Custos: planejamento, implantação e controle**. São Paulo: Atlas, 2000.
- LUNDMAN, P **Cost management for underground infrastructure projects: A case study on cost increase and its causes**. Tese (Doutorado) – Luleå University of Technology, Luleå, Sweden, 2011.
- MARINS, C.; SOUZA, D.O.; BARROS, M.S. **O uso do método de análise hierárquica (AHP) na tomada de decisões gerenciais – um estudo de caso**. XLI Simpósio Brasileiro de Pesquisa Operacional, Pesquisa Operacional na Gestão do Conhecimento. Anais. 2009.
- MARTINS, M.A.K. **Uso da dinâmica de sistemas em projetos de mineração: estudo exploratório integrando aspectos técnicos e não técnicos**. 2020. 152f. Dissertação (Mestrado) – Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais, Escola de Engenharia, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2020.

MCCARTHY, P.L.; LIVINGSTONE, R. Shaft or decline? An economic comparison. **Open pit to underground: making the transition**. AIG Bulletin, n. 14, p. 45-56, 1993.

METROPOLIS, N.; ULAM, S. The Monte Carlo method. **Journal of the American Statistical Association**, v. 44, n. 247, p. 335-341, 1949.

MIRANDA, T.F.S. **Contribuição para a obtenção de parâmetros geomecânicos para a modelação de obras subterrâneas em maciços graníticos**. Dissertação (Mestrado) – Universidade do Minho, Braga, Portugal. 2003.

MOHAMMAD, A.; HASHEM, S.; REZA, M. Monte Carlo analytic hierarchy process (MAHP) approach to selection of optimum mining method. **International Journal of Mining Science and Technology**, p. 6, 2013.

MOSER, P. **Primary development of underground hard rock mines**. AYRES DA SILVA, L.A.; CHAVES, A.P. Symposium on Mine Planning and Equipment Selection. Anais. 1996.

MOTTA, R.R.; CALÔBA, G.M. **Análise de investimentos: tomada de decisão em projetos industriais**. São Paulo: Atlas, 2011.

NAGLE, A. J. **Aide a l'estimation des parametres economiques d'un projet minier dans les etudes de prefaisabilite**. These de Doctorat – [s.l.] Paris, ENMP, 1 jan. 1988.

O'HARA, T.A.; SUBOLESKI, S.C. **Cost and cost estimation**. SME Mining Engineering Handbook, 2.ed., v. 1, 1992.

O'HARA, T.A.; SUBOLESKI, S.C. Costs and cost estimation. **SME Mining Engineering Handbook**, v. 1, p. 405-424, 1992.

OCAK, I.; BILGIN, N. Comparative studies on the performance of a roadheader, impact hammer and drilling and blasting method in the excavation of metro station tunnels in Istanbul. **Tunnelling and Underground Space Technology**, v. 25, n. 2, p. 181-187, 2010.

OLIVEIRA NETO, R.; PETTER, C.O. A abordagem da economia ambiental no contexto da mineração. **Revista Escola de Minas**, v. 58, n. 1, p. 71-75, 2005.

PALMA FILHO, E.A. **Caracterização da distribuição de tensões e deslocamentos em túneis duplos rasos**. Dissertação (Mestrado em Engenharia) – Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2006.

PARASKEVOPOULOU, C.; BENARDOS, A. Assessing the construction cost of Greek transportation tunnel projects. **Tunnelling and Underground Space Technology**, v. 38, p. 497-505, 2013.

PARK, S.R.; JANG, J.Y. The impact of ESG management on investment decision: institutional investors' perceptions of country-specific ESG criteria. **International Journal of Financial Studies**, v. 9, n. 3, p. 48, 2021.

PARKER, R.H. Discounted cash flow in historical perspective. **Journal of Accounting Research**, p. 58-71, 1968.

- PARREIRAS, R.O. **Algoritmos evolucionários e técnicas de tomada de decisão em análise multicritério**. 2006. 165f. Tese (Doutorado) – Programa de Pós-Graduação em Engenharia Elétrica, Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2006.
- PETROUTSATOU, C.; LAMBROPOULOS, S.; PANTOUVAKIS, J.-P. Road tunnel early cost estimates using multiple regression analysis. **Operational Research**, v. 6, n. 3, p. 311-322, 2006.
- PETTER, R.A. **A técnica de análise de risco econômico aplicada a diferentes cenários de investimentos casos de estudo: minas de elementos terras raras: reciclagem de rejeitos de material de demolição e construção civil**. 2015. 140f. Dissertação (Mestrado) – Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalurgia e de Materiais, Escola de Engenharia, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2015.
- QUEIROZ, R. C. **Geologia e geotecnia básica para a engenharia civil**. São Carlos/SP: RiMa, 2009.
- QUEVEDO, F.P.M. **Comportamento a longo prazo de túneis profundos revestidos com concreto: modelo em elementos finitos**. Dissertação (Mestrado em Engenharia) – Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2017.
- RABCEWICZ, L.V. The new Austrian tunnelling method. **Water Power**, 1964.
- REVUELTA, M.B.; JIMENO, C.L. **Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras**. Madri: Entorno Grafico, 1997.
- RÖNKÄ, K.; RITOLA, J.; RAUHALA, K. Underground space in land-use planning. **Tunnelling and Underground Space Technology**, v. 13, n. 1, p. 39-49, 1998.
- ROSTAMI, J. et al. Planning level tunnel cost estimation based on statistical analysis of historical data. **Tunnelling and Underground Space Technology**, v. 33, p. 22-33, 2013.
- RUPPRECHT, S. **Mine development – Access to deposit**. The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 2011.
- RUTLEDGE, J.C.; PRESTON, R.L. **Experience with engineering classifications of rock**. Proc. Int. Tunnelling Symp. Tokyo A. 1978.
- SAATY, T.L. **The analytic hierarchy process**. New York: McGraw-Hill, Inc., 1980. p. 287.
- SALAMA, A. **Haulage system optimization for underground mines a discrete event simulation and mixed integer programming approach**. Doctorate – Lule University of Technology, 2014.
- SARCHENKO, V. The economic essence of underground development. **Procedia Engineering**, v. 165, p. 134-145, 2016.
- SEIDLER, C.C.C. **Túnel metroviário pela técnica cut and cover: avaliação das externalidades na construção da linha 2 na Av. Assis Brasil-Porto Alegre, RS**. 2012. 106f. Monografia (Graduação) – Escola de Engenharia, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2012.

- SILVA, F.M.P. **Aperfeiçoando decisões de investimento em condições de risco com uso de método de Monte Carlo: análise da infraestrutura urbana**. 2017. 70f. Dissertação (Mestrado) – Faculdade de Arquitetura, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2017.
- SILVA, J. M. Sustentação de escavações subterrâneas civis e de mineração. **Revista In The Mine**, v. 73, p. 31-33, 2018.
- SILVA, W.P. da et al. “LAB Fit ajuste de curvas”: um software em português para tratamento de dados experimentais. **Revista Brasileira de Ensino de Física**, v. 26, n. 4, p. 419-427, 2004.
- STERLING, R.L. Planning for cost-effective underground space use in urban areas. **Tunnels and underground structures: proceedings tunnels & underground structures, Singapore 2000**. Routledge, 2000. p. 51-60.
- STILLE, H.; PALMSTRÖM, A. Classification as a tool in rock engineering. **Tunnelling and Underground Space Technology**, v. 18, n. 4, p. 331-345, 2003.
- TATIYA, R.R. **Surface and underground excavations: methods, techniques and equipment**. CRC Press, 2005.
- TERZAGHI, K. Introduction to tunnel geology. **Rock Tunnelling with Steel Supports**, p. 17-99, 1946.
- ULAM, S.M. **Adventures of a mathematician**. University of California Press, 1991.
- VARGAS, J.P.; KOPPE, J.C.; PÉREZ, S. Monte Carlo simulation as a tool for tunneling planning. **Tunnelling and Underground Space Technology**, v. 40, p. 203-209, 2014.
- VERGNE, J. **Hard Rock Miner’s Handbook**. McIntosh Engineering, 2003.
- VIANA, M.B. **Avaliando minas: índice de sustentabilidade da mineração (ISM)**. 2012. 372f. Tese (Doutorado em Desenvolvimento Sustentável) – Universidade de Brasília, Brasília, 2012.
- WELLMER, F.-W.; DALHEIMER, M.; WAGNER, M. **Economic evaluations in exploration**. 2.ed. Berlin: Springer, 2008. 250p.
- ZINGANO, A.C. **Modelamento geomecânico para o dimensionamento de pilares de carvão**. 2002. 203f. Tese (Doutorado) – Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais, Escola de Engenharia, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2002.

APÊNDICE I

Este apêndice visa complementar aspectos desenvolvidos no decorrer do trabalho. São apresentadas ferramentas aplicadas em avaliações, bem como o seu desenvolvimento matemático.

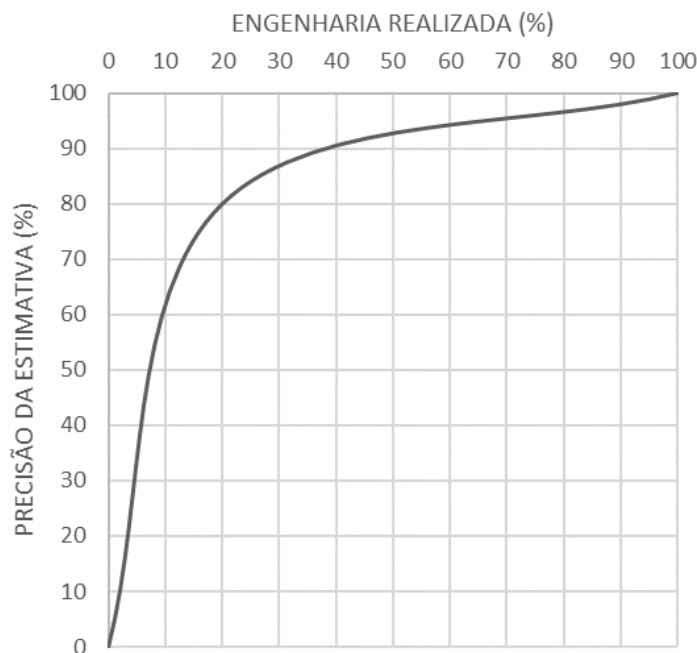
ESTIMATIVA DE CUSTOS

Observemos que tanto discretização quanto inferência, por modelo matemático, são métodos de interesse para a estimativa de custos de execuções de obras subterrâneas. Considerando que fatores como a acuracidade, a precisão e o custo de tal estimativa devem ser pesados condizentemente com a fase de projeto em que se encontram os estudos, a fase de projeto à inferência de custos pode aceitar uma ampla faixa de precisão. Em etapas iniciais, é de interesse estimar a ordem de grandeza de um empreendimento, e não seus detalhes por menores. Naturalmente, quanto maior precisão for obtida, melhor esta será; entretanto, deve-se considerar o custo de obtê-la. Nesse sentido, quanto mais aprofundados os estudos, maior o tempo despendido, maiores os recursos e maior a probabilidade de este ser assertivo.

Em tal âmbito, pode-se relacionar a precisão na estimativa de custo à gama de dados disponíveis aos projetistas, como dados de bibliografia, sondagens, ensaios de laboratórios, mapeamentos, entre outros. Quanto a essa relação, podemos representá-la na chamada Lei de Pareto²⁰, a qual não foi cunhada para este fim, mas se adapta quase que perfeitamente. Segundo Jimeno e Revuelta (1997), a estimativa de custos é fundamental em projetos de engenharia. Por sua vez, Petter (2015) e D'Arrigo (2012) citam analogamente que, para a estimativa de custos de um projeto de mineração, quanto maior a porcentagem de engenharia concluída, menor a variabilidade no custo. A Figura 52 ilustra a relação proposta pela Lei de Pareto.

²⁰ O italiano Vilfredo Pareto foi economista, cientista político e sociólogo. É conhecido pela Lei de Pareto, aplicada a diversas áreas e atividades, como indústria e comércio.

Figura 52 – Lei de Pareto aplicada a estudos de engenharia



Fonte: elaborado pelo autor.

Porém, devemos lembrar que a Lei de Pareto orienta-nos quanto à dinâmica do comportamento das estimativas de custo, não sendo uma regra rígida a se basear. De fato, outras fontes apresentam-se mais otimistas, embora ela desempenhe papel ilustrativo clássico para estimativa da relação precisão de estimativa-porcentagem realizada. Na Tabela 40, é apresentada a precisão característica para diferentes fases de projeto, segundo o manual de estimativas de custos da indústria de mineração australiana (AUSIMM, 1993), o qual é utilizado com referência para projetos em mineração e todas as suas fases.

Tabela 40 – Precisão das estimativas de custos em diferentes fases de projeto

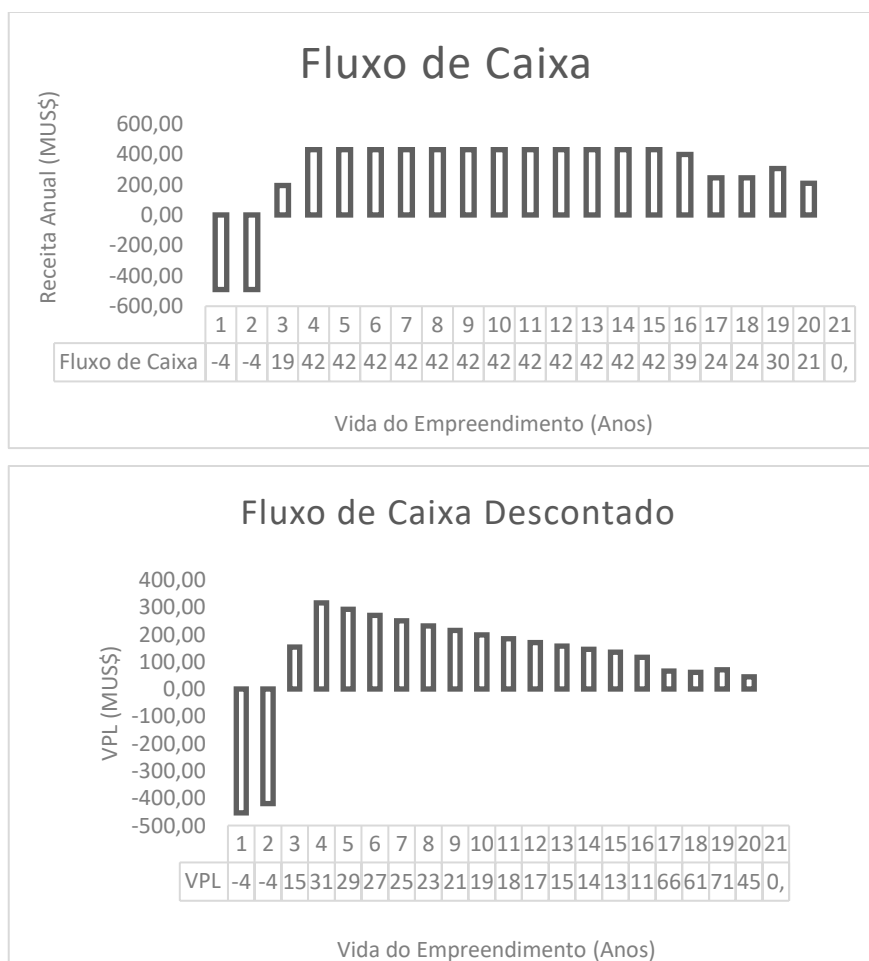
Fase do Projeto	Precisão
Estudo Conceitual	65-70%
Pré-viabilidade	75-80%
Viabilidade	85-90%
Definitivo	90-95%

Fonte: adaptado de AUSIMM (1993).

FLUXO DE CAIXA DESCONTADO

Parker (1968) apresenta uma retrospectiva da aplicação da técnica do fluxo de caixa descontado, cuja aplicação confunde-se com a história da comercialização e das ciências. Segundo Motta e Calôba (2011), podemos entender o fluxo de caixa como a representação gráfica dos valores de investimentos e entradas e saídas por períodos, enquanto o fluxo de caixa descontado representa os valores descontados de uma taxa de juro (i). Na Figura 53, vemos um exemplo de ambos os fluxos para um mesmo empreendimento.

Figura 53 – Fluxo de caixa (normal) e fluxo de caixa descontado para um dado empreendimento



Fonte: elaborado pelo autor.

Valor Presente Líquido (VPL)

Segundo Motta e Calôba (2011), o valor presente líquido (VPL) refere-se à soma algébrica de todos os valores do fluxo de caixa descontado para o tempo presente ($t=0$) e a uma taxa de juros (i). A equação abaixo define o VPL.

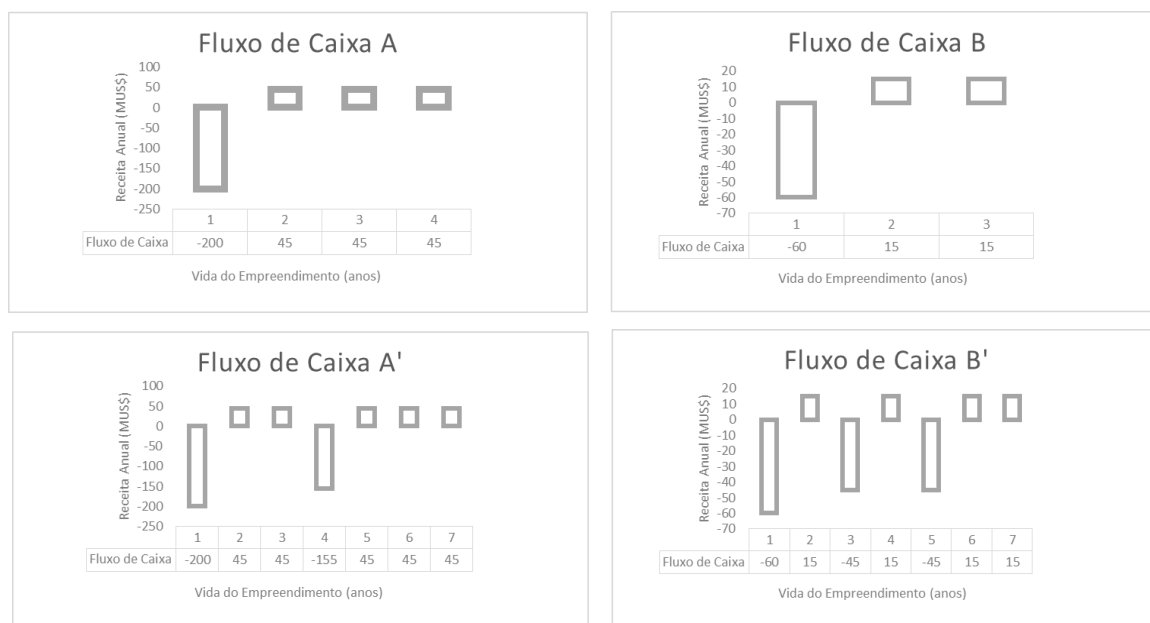
$$VPL(i) \cong \sum_{j=0}^n FC_j * \left[\frac{1}{(1+i)} \right]^j$$

Onde cada FC é uma função específica ao problema em avaliação, sendo a soma entre entradas e saídas (custos e ganhos), as quais, por sua vez, podem ser definidas por funções de n variáveis.

$$FC_j = 1C_j(1, \dots, n) + \dots + nC_j(1, \dots, n)$$

O VPL tem grande importância na análise de projetos, uma vez que permite a mensuração de sua rentabilidade e viabilidade ao se considerar como taxa de desconto (i) a taxa mínima de atratividade (TMA) estabelecida para o projeto e/ou empresa. Assim, torna-se um recurso adicional para a comparação entre empreendimentos, considerando-se que devem ser analisados projetos de iguais períodos (ii) sobre risco de uma deturpação da interpretação. Desse modo, para comparação de projetos com prazos divergentes, estes devem ser igualados sobre um denominador comum entre os prazos, considerando-se um reinvestimento em projeto análogo, como mostrado no exemplo da Figura 54.

Figura 54 – Fluxos de caixa adaptados para projetos de tempos diferentes



Fonte: elaborado pelo autor.

Taxa Mínima de Atratividade (TMA) e Custo Médio Ponderado de Capital (CMPC)

Para locar temporalmente valores econômicos, devemos trabalhar com uma TMA; porém, determiná-la é algo complexo para muitas situações, uma vez que esta é a taxa de retorno que um projeto deva apresentar. Em vários casos, ela é determinada em comparações simples com taxas de retorno apresentadas por investimentos de baixo risco.

Outra forma de estimá-la é considerar os fatores riscos de mercado e de operação, considerando-se que a TMA de um projeto seja igual à taxa livre de riscos mais um prêmio pelo risco (R esperado).

$$R_{esperado} \cong R_f + \beta(R_f - R_m)$$

Onde (R_f) é a taxa livre de riscos e (R_m) é o retorno esperado do mercado; assim, ($R_m - R_f$) representaria o prêmio pelo risco de mercado e (β) a medida de sensibilidade do retorno do investimento em relação ao retorno do mercado. Para grandes projetos, é viável a consideração de prêmios por risco tabelado e constantemente apresentados por agências financeiras, embora

esse recurso perca funcionalidade em projetos de menor escala, mesmo havendo uma bonificação ao risco.

Quanto ao fator (β), Motta e Calôba (2011) apresentam uma classificação em função dele (Tabela 41).

β	Investimento
>1	Agressivos
=1	Neutros
<1	Conservadores

Fonte: adaptado de Motta e Calôba (2011).

Petter (2015) destaca que muitos analistas usam para todo o fluxo o CMPC, enquanto outros o usam apenas para o CAPEX e a TMA para o OPEX.

Sendo o CMPC,

$$CMPC \cong \frac{CapitalPróprio}{CapitalTotal} * Ks + \frac{CapitaldeTerceiros}{CapitalTotal} * Kd$$

Onde (Ks) corresponde ao custo do capital próprio e (Kd) ao custo do capital de terceiros.

Taxa Interna de Retorno (TIR)

Segundo Motta e Calôba (2011), a TIR é um índice relativo que mede a rentabilidade do investimento em determinada unidade de tempo. Para isso, são necessárias entradas e saídas em um fluxo de caixa. Pode ser definida, de maneira genérica, como a taxa que zera o VPL. Matematicamente, tal definição é dada pela equação abaixo.

$$\sum_{j=0}^n FC_j * \left[\frac{1}{(1+i)} \right]^j = 0$$

Onde o (i) que zera a equação representa a Taxa Interna de Retorno (TIR).

Considera-se que a TIR é baseada em uma metodologia viciada para a análise de investimentos, ao considerá-la, assume-se que todos os excedentes do fluxo de caixa são reinvestidos na mesma taxa– fato este irreal para muitas situações.

Entretanto, a TIR mostra-se como um recurso de interesse ao ser associada à outra ferramenta, como o VPL. Ainda segundo Neves (1981)²¹, apud Motta e Calôba (2011), a diferença entre a TIR e o custo de capital (TMA) fornece uma indicação da margem de segurança que se tem para absorver erros de estimativa ou precisão.

Incerteza no Fluxo de Caixa Descontado

Parker (1968) destaca que os problemas de incerteza associados a fluxos de caixa descontados já eram abordados desde a Mesopotâmia, em decorrência da necessidade de se conhecer adequadamente os parâmetros para se compor as equações. Contudo, o desenvolvimento da estatística lançou luz à avaliação da incerteza das variáveis do problema para o que posteriormente seria a análise de risco qualitativa preconizada pelo método de Monte Carlo, idealizado por Stanislaw Ulam (ULAM, 1991).

SIMULAÇÃO DE MONTE CARLO

O método de Monte Carlo (METROPOLIS; ULAM, 1949), idealizado por Ulam, consiste na aplicação de dados aleatórios para resolução de problemas a priori determinísticos. Em conceito, para se chegar ao resultado provável de um problema, não seria necessária a entrada dos dados exatos, mas expressar a tendência a um número adequado de vezes.

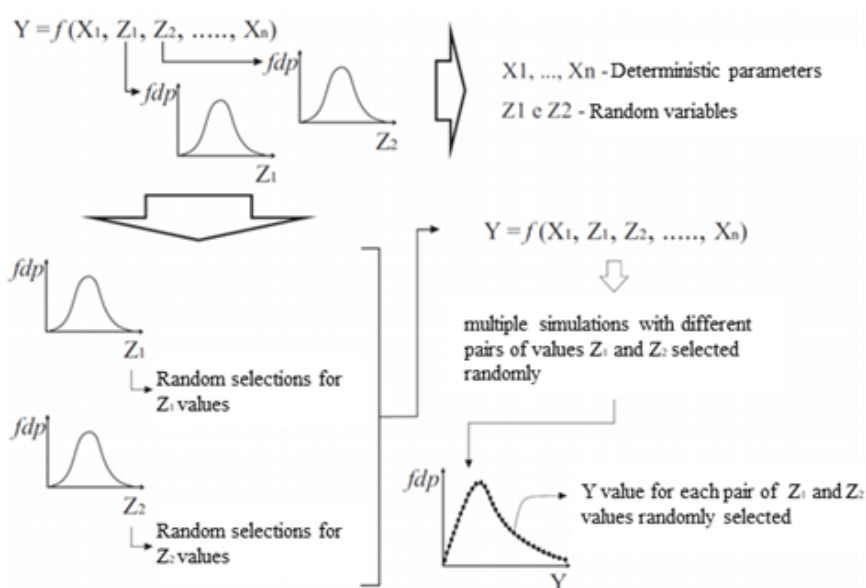
Nesse contexto, a análise de risco pelo método de Monte Carlo permite obter a distribuição de probabilidade de uma variável dependente por meio de um processo sucessivo de simulações. Em cada simulação, um conjunto particular de valores das variáveis independentes, sorteados aleatoriamente, é utilizado para obter um valor da variável dependente. Com base nessa função, efetuam-se as análises de probabilidade sobre a variável.

Segundo Silva (2017), não existe um número exato de interações a serem executadas no método, sendo o melhor resultado associado ao maior número de interações possíveis.

²¹ NEVES, Cesar das. **Análise de investimentos: projetos industriais e engenharia econômica**. Rio de Janeiro: Guanabara, 1981.

Entretanto, deve-se observar um número mínimo para se ter um resultado representativo, que é função do erro (ϵ), em percentual, atribuído ao projeto. Com relação aos modelos de distribuição estatísticos a serem considerados para uso em simulações de fluxos de caixa, relevando sua formulação e as melhores situações de uso, podemos citar Mun (2006) como uma consistente referência para consulta.

Figura 55 – Ilustração da sistemática do método de Monte Carlo



Fonte: Charbel (2016).

Como sistematização da análise de risco para avaliação de fluxos de caixa de projetos, Cardin et al. (2008) propõem a utilização de quatro etapas, a saber:

- etapa 1: estabelecer o cenário determinístico, ou seja, do fluxo de caixa e das variáveis de incerteza;
- etapa 2: identificar a sensibilidade de projetos a possíveis alternativas e variações;
- etapa 3: criar um catálogo de possíveis variações no projeto, definir intervalos e variações que variáveis de interesse podem assumir, como o preço de commodities;
- etapa 4: avaliar o valor do projeto (VPL) frente ao risco, via simulações de cenários.

ANÁLISE MULTICRITÉRIO

Parreira (2006) destaca que o conceito de otimidade apresentado por Pareto (Figura 52) oferece também a problemática de que múltiplos objetos apresentam múltiplas soluções ótimas. Embora em uma aplicação real, no caso de escolha de execução de uma alternativa, apenas uma

é escolhida. Assim, escolhe-se a alternativa que seja mais satisfatória a diferentes critérios simultaneamente.

Nesses termos, a análise multicritério tem por meta auxiliar o tomador de decisão e/ou projetista (ou conjunto destes) frente a um problema que apresente diferentes critérios de escolha. Considera-se que são frequentes os casos em que uma alternativa atenda de forma otimizada a um critério e outra alternativa atenda de forma mais atraente outro critério. A abordagem clássica da análise multicritério possui raízes em modelos matemáticos e axiomas rígidos, criticados pelo atual campo da pesquisa operacional. Este, por sua vez, atualmente apresenta foco nos tomadores de decisão (atores), cujo enfoque é a base para a abordagem do método do processo de análise hierárquica de Saaty.

Parreira (2006) e outros autores citam diferentes métodos de análise multicritérios derivados posteriormente, os quais foram desenvolvidos para abordagem de diferentes problemas de escolha.

Modelagem de Preferência

Sabe-se que as preferências dos tomadores de decisão humanos derivam-se, modificam-se e baseiam-se em seu próprio conceito particular de valores, como também nas interações com outros tomadores de decisão; assim, a incerteza, a imprecisão e a ambiguidade são aspectos inerentes à tomada decisão. No entanto, abordagens clássicas baseadas em lógica binária tendem a representar as preferências humanas e são representadas por modelos simples que levam em conta um julgamento humano preciso e bem definido (PARREIRAS, 2006).

Assim, considerar a preferência como algo passível de variação é fortuito, como apresentado pelas preferências nebulosas (Logica Fuzzy) e/ou pela simulação de risco (Monte Carlo).

MAUT – Multi Attribute Utility Theory

A teoria da utilidade multiatributo (ou MAUT – *Multriattribute Utility Theory*) tem origem na escola americana, segundo a qual, em problemas de decisão, é possível construir uma função que represente a preferência do decisor. Assim, é atribuído um valor a cada alternativa, que, por sua vez, é ordenada a partir da simples comparação de valores.

O processo de construção da função envolve basicamente dois estágios. Inicialmente, são construídas funções utilidade para cada critério, que atribuem notas (valor em escala ordinal) a cada alternativa. Posteriormente, essas funções são agregadas originando a função utilidade. Na literatura, vários modelos de agregação foram propostos, embora o mais simples e mais adotado na prática seja o aditivo.

A teoria da utilidade multiatributo divide-se ainda em duas subáreas: a determinística e a probabilística. Enquanto a primeira envolve escolhas cujas consequências são conhecidas e definitivas, a segunda considera a incerteza da consequência de uma escolha. Temos como exemplos de ambas a AHP tradicional e a MAHP, respectivamente. No caso das preferências, estas são dadas binariamente (A é preferida à B), ou seja, as alternativas/opções são avaliadas par a par para posterior avaliação global.

AHP – Analytical Hierarchy Process

Segundo Dahri e Abida (2017), o AHP representa uma poderosa ferramenta para a análise de problemas complexos de decisão baseados em uma abordagem de avaliação multicritérios, comumente envolvendo incomensuráveis dados ou fatores. A metodologia apresentada por Saaty (1980) consiste na avaliação par a par de critérios e opções, de modo a atribuir-lhes pesos (w) e combiná-los em uma hierarquização final. Saaty (1980) propõe uma escala como referência de pontuação para as preferências (Tabela 42), com vistas a uniformizar a aplicação da metodologia.

Tabela 42 – Escala de Saaty

Escala numérica	Escala verbal	Observações
1	Ambos os elementos são de igual importância.	Ambos os elementos contribuem com a propriedade de igual forma.
3	Moderada importância de um elemento sobre o outro.	A experiência e a opinião favorecem um elemento sobre o outro.
5	Forte importância de um elemento sobre o outro.	Um elemento é fortemente favorecido sobre o outro.
7	Importância muito forte de um elemento sobre o outro.	Um elemento é muito fortemente favorecido sobre o outro.
9	Extrema importância de um elemento sobre o outro.	Um elemento é favorecido pelo menos com uma ordem de magnitude de diferença.
2,4,6,8	Valores intermediários entre as opiniões adjacentes.	Usados como valores de consenso entre as opiniões.
Incremento 0,1	Valores intermediários na graduação mais fina de 0.1.	Usados para graduações mais finas das opiniões.

Avaliadas as preferências (a_{ij}) par a par, monta-se a matriz A.

$$A = \begin{bmatrix} 1 & a_{12} & \dots & a_{1n} \\ 1/a_1 & 1 & \dots & a_{2n} \\ \vdots & \vdots & \dots & \vdots \\ 1/a_{n1} & 1/a_{n2} & \dots & 1 \end{bmatrix}$$

Sendo que,

$$a_{ij} > 0$$

$$a_{ij} = 1 \therefore a_{ji} = 0$$

$$a_{ij} = 1/a_{ji}$$

$$a_{ik} = a_{ij} * a_{jk}$$

Onde n é o número de elementos da matriz A, enquanto o número de julgamentos necessários para a construção da matriz é definido como n (n-1)/2.

Nesse contexto, (w_1, \dots, w_n) são estimativas precisas de pesos, ou seja, no caso ideal de medida exata, todos os elementos da matriz são consistentes, isto é:

$$a_{ij} = w_i/w_j$$

\therefore

$$A = \begin{bmatrix} a_{11} & \dots & a_{1n} \\ \vdots & \vdots & \vdots \\ a_{1n} & \dots & a_{11} \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} w_1/w_1 & \dots & w_1/w_n \\ \vdots & \vdots & \vdots \\ w_n/w_1 & \dots & w_1/w_1 \end{bmatrix}$$

Assim, considera-se w_i a média dos valores de uma linha de ordem i, sendo que o vetor w é um autovetor da matriz A com autovalor n.

$$A = \begin{bmatrix} a_{11} & \dots & a_{1n} \\ \vdots & \vdots & \vdots \\ a_{1n} & \dots & a_{11} \end{bmatrix} \begin{bmatrix} w_1 \\ \vdots \\ w_n \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} w_1/w_1 & \dots & w_1/w_n \\ \vdots & \vdots & \vdots \\ w_n/w_1 & \dots & w_1/w_1 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} w_1 \\ \vdots \\ w_n \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} nw_1 \\ \vdots \\ nw_n \end{bmatrix} = n \begin{bmatrix} w_1 \\ \vdots \\ w_n \end{bmatrix}$$

Como os valores a_{ij} são baseados em julgamentos subjetivos, a_{ij} tende a divergir do valor w_i/w_j . Assim, deve-se considerar uma parcela de erro que representa essa distorção nas avaliações par a par.

$$w_i = \frac{1}{n} \sum_{j=1}^n a_{ij} \times w_j \times \varepsilon_{ij} (i = 1, \dots, n) \text{ e } (j = 1, \dots, n)$$

\therefore

$$w_i = \sum_{j=1}^n a_{ij} \times w_j \times \frac{\varepsilon_{ij}}{n} \quad (i = 1, \dots, n) \text{ e } (j = 1, \dots, n)$$

∴

$$\frac{\varepsilon_{ij}}{n} = \frac{1}{\lambda_{max}} \quad \therefore \quad \lambda_{max} = \frac{n}{\varepsilon_{ij}}$$

Nesse caso, uma pequena variação de a_{ij} , corresponderá a pequenas variações em λ_{max} . Então, para uma matriz qualquer de ordem n , existem no máximo n autovalores distintos ($\lambda_1, \dots, \lambda_n$), e a sua soma será:

$$\sum_{i=1}^n \lambda_i = n$$

Assim, o índice de consistência é calculado pela equação abaixo.

$$IC = \frac{(\lambda_{max} - n)}{(n - 1)}$$

O índice de consistência mede o desvio dos julgamentos da consistência, ou seja, quanto mais próximo o índice estiver de zero, melhor será a consistência global da matriz de comparação de julgamentos. Segundo Saaty (1990), o conceito de consistência está baseado na ideia de que, quando houver uma quantidade básica de julgamentos de uma matriz, todos os outros dados poderão ser logicamente deduzidos a partir deles. O grau de inconsistência ou incomparabilidade é medido pela razão

$$RC = IC / IR$$

Onde IR é o índice de consistência randômico, determinado através de experimentos e, então, tabelado. O IR utilizado terá a mesma dimensão n de IC, sendo recomendável que o grau de inconsistência mantenha-se abaixo de 10%.

Tabela 43 – Índices randômicos

n	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
IR	0	0	0,58	0,90	1,12	1,24	1,32	1,41	1,45	1,49	1,51

MONTE CARLO AHP

A maioria dos estudos que abordam a simulação de Monte Carlo para expandir o método tradicional AHP segue a lógica sequencial do AHP. Nesse contexto, a maior parte desses estudos concentra-se na simulação das preferências par a par (DARKO et al., 2019; MARINS; SOUZA; BARROS, 2009; RUSSO; CAMANHO, 2015; SHIM, 1989), ao passo que alguns deles detêm-se na variabilidade apresentada diretamente nos pesos; contudo, os dois caminhos deveriam convergir para o mesmo resultado.

Hauser e Tadikamalla (1996) propõem uma das primeiras abordagens de risco em AHP, em que as avaliações em pares sejam aleatórias, geradas a partir de distribuições de probabilidade pré-definidas (por exemplo, triangulares e distribuições uniformes). Esse procedimento difere do AHP tradicional, em que as comparações em pares são determinísticas e especificadas pelos tomadores de decisão com intervalos entre 1 e 9 – tabela Saaty. Outras possibilidades nas extensões do MCAHP incluem a análise de sensibilidade para identificar fontes de variação (BAÑUELAS; ANTONY, 2007).

Na abordagem mais comum, a consideração de função probabilística é incorporada em cada preferência ($\overline{a_{ij}}$). Segundo o princípio algébrico e a teoria da probabilidade, corresponderá a uma distribuição probabilística no vetor pesos ($\overline{w_n}$).

$$\bar{A} = \begin{bmatrix} \overline{a_{11}} & \dots & \overline{a_{1n}} \\ \vdots & \ddots & \vdots \\ \overline{a_{1n}} & \dots & \overline{a_{11}} \end{bmatrix} \therefore \begin{bmatrix} \overline{nw_1} \\ \vdots \\ \overline{nw_n} \end{bmatrix}$$

Outra opção apresentada é a elaboração de matrizes (A^n) para avaliação par a par e posterior geração e adaptação de função probabilidade para os pesos ($\overline{w_n}$) em função das saídas obtidas.

$$\begin{aligned} A^1 &= \begin{bmatrix} a_{11}^1 & \dots & a_{1n}^1 \\ \vdots & \ddots & \vdots \\ a_{1n}^1 & \dots & a_{11}^1 \end{bmatrix} \\ A^2 &= \begin{bmatrix} a_{11}^2 & \dots & a_{1n}^2 \\ \vdots & \ddots & \vdots \\ a_{1n}^2 & \dots & a_{11}^2 \end{bmatrix} \\ A^n &= \begin{bmatrix} a_{11}^n & \dots & a_{1n}^n \\ \vdots & \ddots & \vdots \\ a_{1n}^n & \dots & a_{11}^n \end{bmatrix} \end{aligned} \therefore \begin{bmatrix} \overline{nw_1} \\ \vdots \\ \overline{nw_n} \end{bmatrix}$$

A segunda abordagem é aplicável quando se tem uma gama (n) de tomadores de decisão a ser considerada; em contrapartida, a primeira abordagem adapta-se adequadamente ao caso de um tomador de decisão que assuma variabilidade em sua decisão de preferência par a par. Cabe destacar que, em ambas as opções, o somatório dos pesos (esperados ou médios) pode ocorrer em valores diferentes de zero, diferentemente do AHP determinístico tradicional, cuja soma das opções deve totalizar 1 ou 100%. Todavia, um importante diferencial entre ambas as opções refere-se ao índice e grau de consistência, que tende a ser mais bem controlado na segunda opção e pode ser extrapolado na primeira.

Assim como para as aplicações tradicionais de análise de risco simulações de Monte Carlo, uma das possibilidades de avaliação final é sobre o coeficiente de variação dos resultados, o qual permite avaliar a dispersão dos resultados esperados para cada opção.

APÊNDICE II – ANÁLISE DE RISCO APLICADA

Este apêndice apresenta duas aplicações desenvolvidas como subsídio ao modelamento técnico-econômico de escavações subterrâneas na área de análise de risco. Essas duas aplicações correlacionam-se a esta tese e também a complementam, à medida que corroboram conclusões tomadas quanto às escalas de avaliação e variabilidade em projetos, abrangendo a aplicabilidade da simulação de Monte Carlo/análise de risco e, principalmente, a escala de detalhamento dos modelos.

ANÁLISE DE RISCO EM PROJETOS INICIAIS DE MINERAÇÃO

Na avaliação de projetos de mineração, a atualização de modelos paramétricos encadeados permite a avaliação expedita do impacto de variáveis sobre o resultado final de um modelo: a execução de análises de riscos por simulações. Tal ferramenta, embora com diversas aplicações em empreendimentos de outra natureza e mesmo na mineração a céu aberto, é pouco referenciada na avaliação econômica de projetos subterrâneos, os quais podem apresentar diferentes estruturas de fluxos de caixa no caso de avaliações técnico-econômicas.

Para avaliar a aplicação, seguiram-se as divisões de etapas propostas por Cardin et al. (2008). Na etapa inicial (etapa 1 – estruturação de um fluxo de caixa), para estimativa de custos, utilizou-se a metodologia apresentada por Araújo et al. (2021) para minas subterrâneas. Tal metodologia permite, sobretudo, imputar variação/incerteza quanto a características produtivas e geométricas da mina, variando CAPEX e OPEX.

Como estudo de caso, optou-se por uma aplicação de mina subterrânea proposta para o método de Long Hole. A Tabela 44 apresenta os dados de projeto considerados; destaca-se que os dados são compatíveis aos de projetos reais disponibilizados publicamente para consulta, fonte utilizada por Araújo et al. (2021). A equação 1, proposta por Long (2009), refere-se a estimativa de produção anual para minas subterrâneas, utilizada como input inicial de taxa de produção para o fluxo de caixa.

As equações a seguir correspondem ao cálculo dos valores de CAPEX e OPEX pelos modelos para minas, recorrendo-se ao método Long Hole, a partir do estudo de Araújo et al. (2021), elaborada sobre os dados dos estudos de viabilidade SEDAR, citados anteriormente.

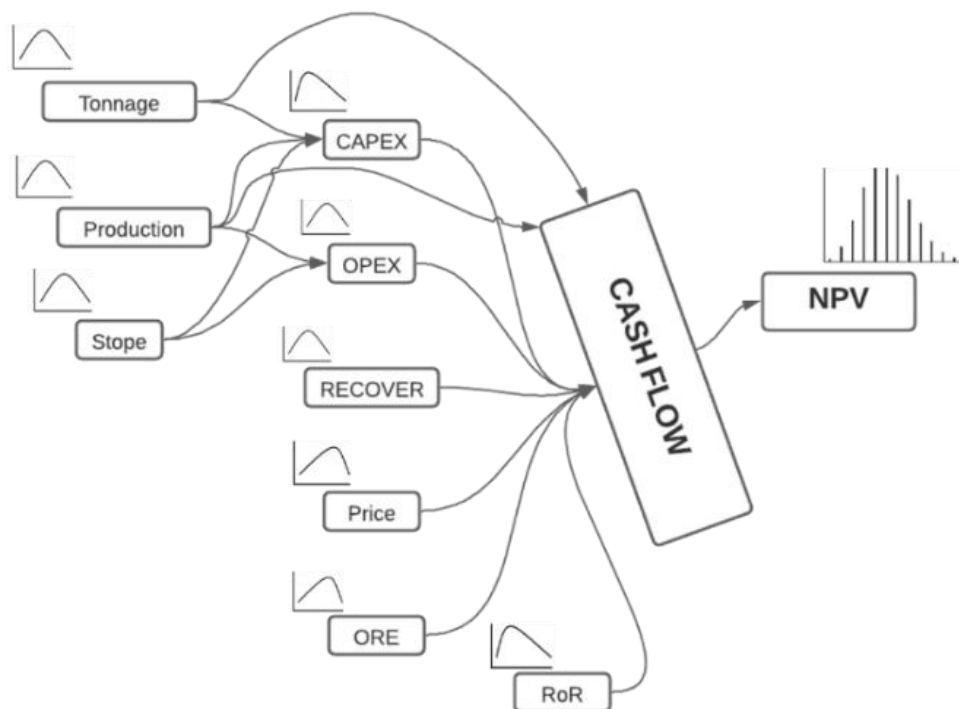
$$Production (tpd) = 0.297 * Tonnage^{0.562} \quad (13)$$

$$CAPEX (US\$) = Tonnage * 13,892.0 * [prod (tpd) * stope (m)]^{-0,622} \quad (14)$$

$$OPEX (US\$/ton) = 161,3 * [prod (tpd) * stope (m)]^{-0,096} \quad (15)$$

A Figura 56 apresenta o modelo adotado no estudo em que as variáveis e o fluxo de caixa, em versão simplificada em nível de projeto conceitual, são alimentados pelos parâmetros e suas respectivas distribuições de probabilidade. Destaca-se que o CAPEX e OPEX são funções da Tonnage, Production e Stope, tendo sido considerada uma incerteza para o valor destes, optando-se por uma variabilidade sequencial. Para as Taxes, que compilam taxas e impostos de variadas naturezas, por considerar que estas tendem a se manter mais estáveis, esse input foi considerado fixo.

Figura 56 – Estrutura do modelo adotado proposto



Fonte: elaborado pelo autor.

Para a análise, foram consideradas outras premissas, tais como:

- Mina subterrânea de ouro.
- Método de lavra Long Hole com furos > 5 metros.
- Período de três anos de comissionamento e para início do pagamento do CAPEX calculado.
- Considerada inflação homogênea.
- Considerada, além da variabilidade dos inputs de CAPEX e OPEX, uma variabilidade intrínseca a estes.
- Considerada uma Rate of Return (RoR) de 15% ao ano, estimada em função de taxa de retorno livre de risco de 10% ao ano e de um prêmio ao risco de 5% ao ano. A taxa de remuneração livre de risco foi considerada como 5% ao ano em função de estimativa entre aplicações consideradas seguras e adequadas ao montante de CAPEX.

No fluxo de caixa avaliado, o OPEX do período corresponde ao OPEX unitário multiplicado pela produção anual; o PROFIT corresponde à multiplicação dos inputs produção (anual), ORE, Mining Recover and PRICE – correspondendo ao lucro bruto relacionado ao metal contido. Para as TAXES, considerou-se uma simplificação da carga tributária a uma porcentagem de 21% sobre o lucro. No fluxo de caixa, esse parâmetro multiplica o lucro líquido (diferença entre PROFIT e OPEX). Na segunda etapa (etapa 2), foi realizada uma análise de sensibilidade para validação da sensibilidade do fluxo de caixa aos inputs definidos para a análise de risco, utilizando-se a análise Tornado.

Na terceira etapa (etapa 3), foram definidas as variabilidades dos inputs do fluxo de caixa. Quanto aos cenários avaliados, foram consideradas, para os limites de valores de dados de minas subterrâneas por Long Hole, distribuições probabilísticas sintéticas nos dados de entrada do fluxo de caixa – banco de dados estruturado por Araújo et al. (2021). Já os modelos de distribuição, conforme Banda (2019), foram escolhidos de acordo com a prática de projetos de mineração.

Na última etapa (etapa 4), rodada a simulação com os parâmetros de projeto variáveis, foi realizada a análise estatística e crítica dos resultados obtidos. Para a automatização dos processos de fluxo de caixa, foi utilizada uma planilha eletrônica do software Excel 2016, bem

como o suplemento Risk Simulator para análise de sensibilidade e simulação de Monte Carlo, rodando 5.000 simulações.

Tabela 44 – Entradas e suas respectivas variações e distribuições consideradas para a simulação

INPUT	DATA	DISTRIBUIÇÃO	OBSERVAÇÕES
Reserva/Tonnage	Máximo: 12,000.000.0 ton Determinístico: 10,000,000.0 ton Mínimo: 8.000,000.0 ton	Uniforme (-20% +20%)	Consideração do autor.
Stope	Média: 5.0 m σ^2 : 0.5 - truncada	Normal	Araújo et al. (2021).
Index CAPEX	Máximo: 1.25 Determinístico: 1 Mínimo: 0.85	Triangular	Index que multiplica o CAPEX, considerando variação na precisão [29].
Index OPEX	Máximo: 1.25 Determinístico: 1 Mínimo: 0.85	Triangular	Index que multiplica o OPEX, considerando variação na precisão [29].
Teor /Ore	Média: 5 ppm σ^2 : 0.25	LogNormal	Consideração do autor, forma de distribuição baseado na avaliação geostatística de depósitos de ouro.
Recuperação Lavra	Máximo: 85% Determinístico: 80% Mínimo: 60%	Triangular	Baseado na expectativa de recuperação do método.
Preço de Venda	Média: 56.7 US\$/g σ^2 : 5.0	LogNormal	Preço para 2020-2022 e variação apresentada.
Tributação	Fixado: 21%	-	Consideração do autor.

Fonte: elaborado pelo autor.

Resultados e Discussões

A Tabela 45 apresenta o fluxo de caixa estruturado da mina. Observa-se que o VPL determinístico é positivo, viabilizando o empreendimento. No entanto, destaca-se que avaliações robustas olham não somente para este, mas também para outros indicadores. No caso determinístico, o projeto avaliado apresentou um VPL de mais de MUS\$ 70.55, representando uma relação lucro-investimento de 18% e um IRR de 19%. Assim, em parâmetros determinísticos, pode ser definido como um projeto viável economicamente.

Tabela 45 – Fluxo de caixa determinístico do empreendimento

Ano	1	2	3	4	...	15
Reserva (t)	1.00E+07	1.00E+07	1.00E+07	9.18E+06	1.02E+06	2.03E+05
prod (t)	0	0	0	816406.4508	816406.4508	203122.5899
CAPEX	\$155,261,190.47	\$116,445,892.85	\$116,445,892.85			
OPEX				\$53,136,268.83	\$53,136,268.83	\$13,220,346.96
Profit				\$188,100,046.27	\$188,100,046.27	\$46,799,444.72
Taxes				\$28,342,393.26	\$28,342,393.26	\$7,051,610.53
NET Profit	\$155,261,190.47	\$116,445,892.85	\$116,445,892.85	\$106,621,384.18	\$106,621,384.18	\$26,527,487.23
VPL	\$287,513,387.96					
IRR		19%				

Fonte: elaborado pelo autor.

A Figura 57 apresenta o gráfico Tornado, que demonstra a sensibilidade do VPL às variações dos parâmetros de estrada. Com base nisso, podemos reavaliar quais parâmetros seriam de maior interesse quanto à assertividade de seu valor esperado, ou seja, que denotaria maior grau de conhecimento e/ou de fato ser considerado na análise de risco. Vemos no exemplo de aplicação que os valores de preço do minério, recuperação e teor têm grande impacto no VPL do projeto, o que nos permite avaliar que estes deveriam ser priorizados em aprofundamentos de estudos ou na mensuração de sua variabilidade. Destaca-se que, no modelo estudado, variações em inputs como dimensão do *stope* têm maior peso (considerados iguais limites de variação) que o OPEX e a reserva no resultado final do VPL.

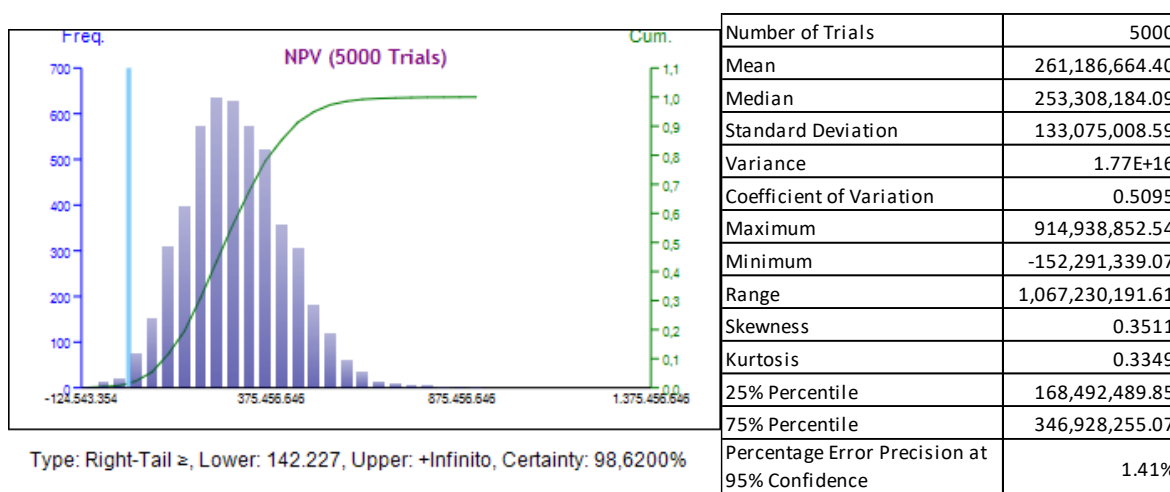
Figura 57 – Análise de sensibilidade pelo gráfico Tornado



Fonte: elaborado pelo autor.

Como resultado final da análise de risco (Figura 58), temos a distribuição de frequência dos valores de VPL simulados, ressaltando que se trata de um produto gerado a partir das distribuições dos valores de entrada do fluxo de caixa. Podemos avaliar, com base nesse resultado, em quantos cenários atingimos valores \geq ao VPL esperado e, assim, ponderar quais as chances de o projeto ser bem-sucedido. Outra avaliação possível é verificar qual a porcentagem dos cenários que o empreendimento apresentou VPL acima do mínimo esperado.

Figura 58 – Gráfico de distribuição de probabilidade do VPL resultante da simulação de Monte Carlo



Fonte: elaborado pelo autor.

Uma grande vantagem do uso da técnica é o insumo (como ferramenta) ao estudo de portfólio, fornecendo consistente parâmetro quantitativo complementar aos indicadores já tradicionais (VPL, IRR, PAYBACK). Ao avaliarmos as estatísticas de diferentes projetos avaliados por análise de risco, podemos comparar seus resultados estatísticos, sobretudo seu coeficiente de variação. No exemplo em questão, os cenários simulados apresentaram um desvio padrão de MUS\$ 103.042 e uma média de MUS\$ 92.432 para o VPL, representando um coeficiente de variação de 1.11. Observa-se que a média dos valores simulados ficou acima do valor calculado de modo determinístico e que, em aproximadamente 18% dos cenários simulados, o VPL foi menor que zero. Nesse sentido, o comportamento do IRR é análogo ao do VPL para fins de avaliação de sua variabilidade.

Verifica-se que a ferramenta apresenta boa aplicabilidade na avaliação de projetos em etapas iniciais – do conceitual à pré-viabilidade, aplicando-se adequadamente a fluxos de caixa criados com base em modelos parâmetros, como no caso em questão, no qual se aplicou variabilidade na espessura do *stope* e da própria reserva. Assim, modelos mais robustos, em que outros parâmetros de interesse venham a ter grande influência na saída, poderiam ser testados.

ANÁLISE DE RISCO EM ESCAVAÇÕES – CLASSIFICAÇÃO DE MACIÇO E SUPORTE

Nas áreas da engenharia geotécnica e de escavações, sob a ótica de projetos, identifica-se uma tendência do uso de métodos probabilísticos para determinações de fatores de segurança e parâmetros de deformabilidade. Nos estudos de Fattahi, Varmazyari e Babanouri (2019), Lu, Quin e Gutierrez (2019), Panthi (2006), entre outros, partiu-se dos modelos de distribuição probabilísticas dos parâmetros de RQD, J_n , J_r , J_a e J_w para a simulação da probabilidade de ocorrência da saída de modelos empíricos de propriedades físicas de maciço, considerando-se o sistema Q e as relações empíricas associadas a ele. Outros trabalhos centram-se na análise de incerteza de parâmetros do RMR, como o de Sari, Karpuz e Ayday (2010), por exemplo.

A incerteza associada à ocorrência destes e de outros parâmetros pode ser sanada por ensaios exaustivos de campo e laboratório. Watanabe (2018) e Panthi (2006) apresentam extensivos trabalhos de modelagem estatística dos índices de entrada nas classificações RMR e Q, respectivamente. Destaca-se tendência às distribuições Normal, Lognormal e Triangular dos índices, embora se deva considerar que tendem a variar conforme a geologia (tipo de rocha e local) em análise e seu processo de gênese (ígnea, sedimentar ou metamórfica). Em seu estudo, Charbel (2016) apresenta, para o parâmetro UCS (Uniaxial Compressive Strength), distribuições Log normal e Normal, variando conforme a camada geológica avaliada.

A Tabela 46 apresenta a compilação das formas de distribuição encontradas por diferentes autores para os parâmetros do Sistema Q e RMR. Destaca-se que o maior número de trabalhos de caracterização e análise estatística recai sobre o RQD, uma vez que, como destaca Zhang (2016), trata-se de um parâmetro extremamente importante na caracterização de maciços rochosos, podendo ser relacionado isoladamente aos demais parâmetros físicos do maciço (como módulo de elasticidade e relação entre tensão de ruptura do maciço e de rocha intacta).

Considerando-se que seja possível assumir distribuições de probabilidade para os parâmetros que compõe as classificações geomecânicas RMR e Q, estas podem ser simuladas através do algoritmo de Monte Carlo. Embora o número e a qualidade das informações quanto ao maciço aumentem à medida que se executa uma escavação, ocasionando a revisão dinâmica de um projeto e levando à necessidade de alteração em sua execução, a possibilidade de se mensurar a variabilidade que um projeto possa apresentar é interessante para etapas de elaboração conceitual. Em se tratando de ambientes geológicos, mesmo tendo à disposição uma ampla gama de dados, mudanças abruptas de qualidade do maciço não podem ser completamente descartadas.

Tabela 46 – Tipos de distribuição de parâmetros dos sistemas Q e RMR

Índice	Distribuição	Autores
RQD	Normal	Panthi (2006), Choi e Park (2004), Watanable (2018)
	Log normal	Redondo (2003)
UCS	Normal	Charbel (2016)
	Log normal	Charbel (2016)
Jn	Normal	Panthi (2006)
	Log normal	Panthi (2006)
	Triangular	Bedi (2013)
Ja	Normal	Panthi (2006)
	Log normal	Panthi (2006)
	Triangular	Bedi (2013)
Jr	Normal	Panthi (2006)
	Log normal	Panthi (2006)
	Triangular	Bedi (2013)
Jw	Triangular	Panthi (2006)
SRF	Triangular	Panthi (2006)
Rugosidade	Normal	Watanable (2018)
Espaçamento	Normal	Watanable (2018)

Fonte: elaborado pelo autor.

Para os casos de estudos conceituais ou de pré-viabilidade, nos quais são limitadas as fontes de dados, devido à execução de poucas sondagens físicas, a análise de risco quantitativa auxilia na mensuração dos cenários a serem encontrados. Torna-se possível uma visualização da quantidade de elementos de suporte a serem utilizados, dos tempos de execução e, conseqüentemente, dos custos de execução de uma escavação, seja um túnel rodoviário ou um acesso de mina subterrânea. Embora se trate de distribuição de valores esperados, e tal distribuição apresente confiabilidade proporcional à confiabilidade dos dados de entrada, ter uma vasta gama de valores esperado permite uma análise mais realista que a de projetos determinísticos.

Outra possibilidade é a avaliação de ganho ao se adensar as informações disponíveis (sondagens e ensaios) frente a uma possível diminuição de incerteza quanto à execução da obra nos tempos de ciclos, ao tipo e às quantidades de elemento de reforço, aos avanços planejados, entre outros. No caso de escavações subterrâneas, seja para fins mineiros ou civis, estamos tratando de obras da ordem de milhões de reais, podendo facilmente chegar a bilhões.

Como exemplo da ordem de custos de escavações e sua relação com a qualidade do maciço, foi apresentada a estimativa de custos de escavação na Grécia (Tabela 7), em função da qualidade do maciço e da geometria da escavação, havendo um compilado de informações

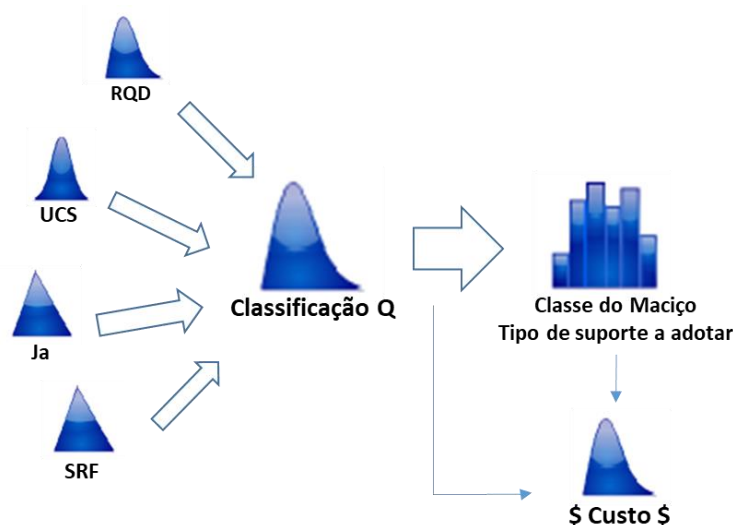
de túneis de diferentes secções e extensões. Nota-se a escala de valores envolvidos e o modo como esta varia em função da classificação geotécnica. Kaliampakos, Benardos e Mavrikos (2016) apresentam a referenciação dos dados compilados na Tabela 7, com base em levantamentos extensivo de custos de escavação subterrânea, para multifinalidades, destacando que, em determinadas localidades, o custo de execução de túneis rodoviários equipara-se ao custo por quilómetro para execução de rodovias em superfície.

Metodologia proposta

De acordo com os dados disponíveis em bibliografia, identifica-se que o cálculo das classificações RMR e Q permite a inserção de distribuições de probabilidades de alguns de seus parâmetros de entrada. Gerada uma resposta probabilística para as classificações do maciço (via Q e RMR), pode-se partir para a determinação via gráfica de parâmetros de projeto de interesse, como nos gráficos de classe de escoramento e/ou tempo de autossuporte (tempo antes de colapso sem o devido reforço). Definindo-se aspectos com geometria de projeto, altura e largura de escavação, através do gráfico de suporte (Parte I), é possível verificar, em função da variação da classificação Q do maciço, o tipo de suporte a ser adotado. Assim também ocorre ao se definir o tempo necessário para a execução do suporte ou vão que se pretenda escavar previamente à execução do suporte.

A Figura 59 ilustra a simulação da classificação do maciço rochoso pelo sistema Q, a qual pode ser convertida em uma distribuição de classes para a inferência de outros parâmetros de interesse, como classes de escoramento e custos, entre outros.

Figura 59 – Aplicação de simulação ao sistema Q e classificação de maciço



Fonte: elaborado pelo autor.

Para a realização da simulação, foram consideradas as estatísticas dos parâmetros iniciais propostos por Lu, Kim e Gutierrez (2019), conforme a Tabela 47. Quanto à geometria de escavação, fixou-se uma geometria de secção de escavação com 10 metros de altura; para avanços projetados, avaliaram-se as possibilidades de 3, 5 e 10 metros. Referentemente ao ESR, fixou-se em 1,0 o valor relativo ao uso civil rodoferroviário.

Tabela 47 – Valores adotados para a simulação

Índice	Distribuição	Mínimo	Máximo	Média	Valor esperado	Desvio padrão
RQD	Normal	-	-	76,4	-	26,6
Jn	Triangular	4	15	-	9	-
Jr	Triangular	1	3	-	1,5	-
Ja	Triangular	0,75	10	-	1	-
Jw	Triangular	0,33	1	-	0,8	-
SRF	Triangular	0,5	7,5	-	1	-

Fonte: adaptado de Lu, Kim e Gutierrez (2019).

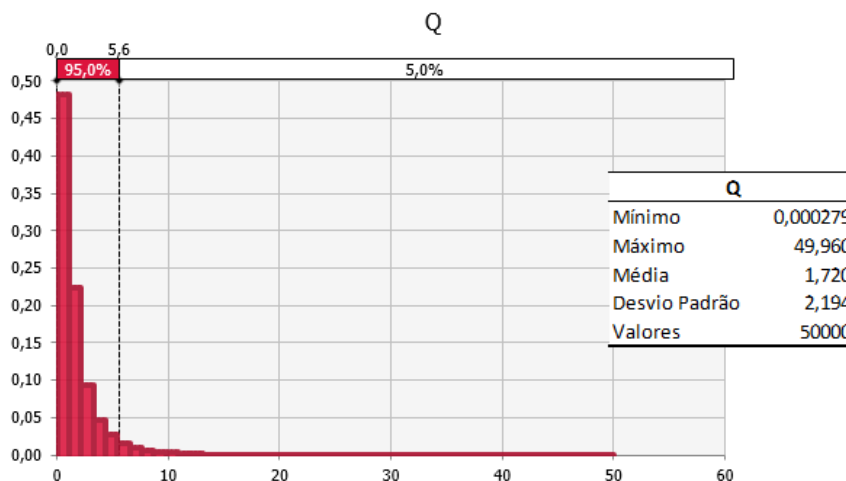
Simultaneamente, com a simulação dos valores de Q, foram geradas simulações das classes de maciço e classes de suporte. Para determinação do tempo de autossuporte, foram inferidos valores de RMR em função de Q, utilizando-se a equação (2).

Resultados e Discussões

Classificação Q e Classes de Suporte

A Figura 60 apresenta o histograma dos valores de Q simulados, com base nos parâmetros de entradas e em sua estatística básica. Observa-se que os valores simulados variaram de $2,79 \cdot 10^{-4}$ a 49,96, apresentando um comportamento de distribuição do tipo Log normal.

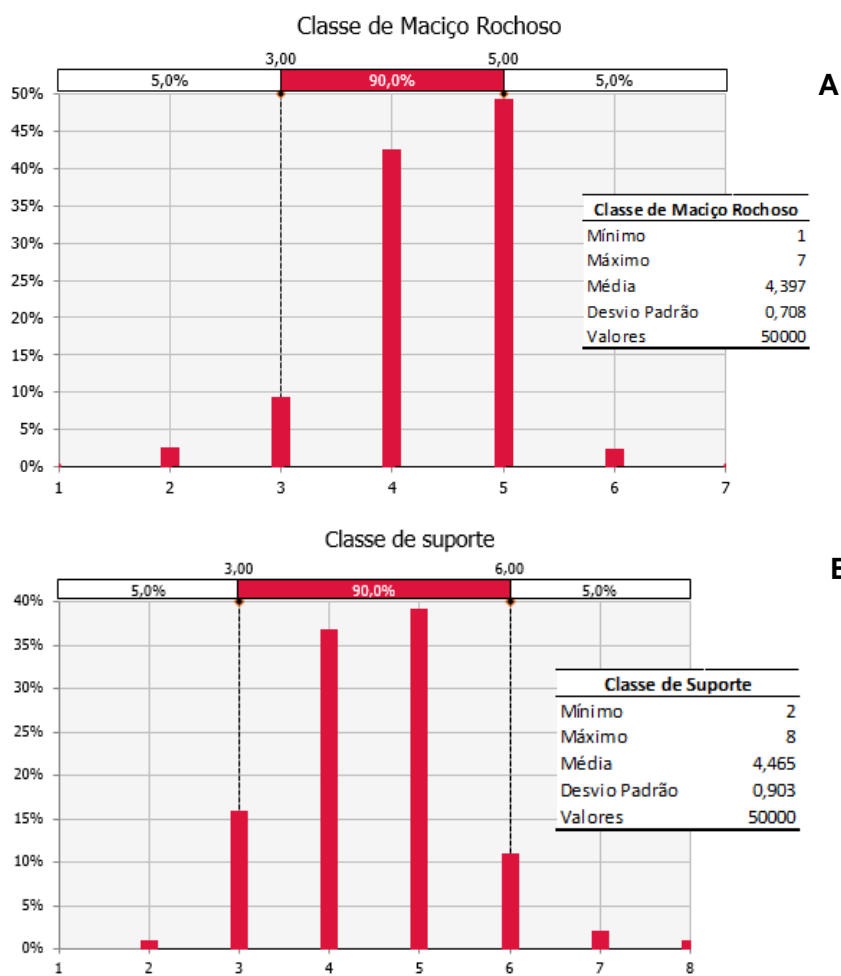
Figura 60 – Histograma dos valores de Q simulados



Fonte: elaborado pelo autor.

Simultaneamente às estimativas dos valores de Q, estes foram agrupados em classes, conforme seus intervalos. Embora tradicionalmente se agrupem em classes de A até G, de melhor para pior qualidade, devido a uma limitação de software foram agrupados por classes de 1 a 7, de melhor para pior qualidade, conforme a Figura 61(A). A Figura 61(B) apresenta a distribuição em classes de suporte, que considera, além do intervalo de Q, o valor de ESR e a altura da escavação.

Figura 61– (A) Simulação das classes de maciço em função dos valores de Q. (B) Simulação das classes de suporte em função dos valores de Q, da altura e ESR da escavação



Fonte: elaborado pelo autor.

Observa-se que ocorreu maior frequência de enquadramento do maciço com a classe 5, correspondente à classe D em função do valor de Q. Entretanto, ocorreram enquadramentos como classe C e E. Com relação às classes de suporte simuladas, verifica-se uma maior distribuição entre as classes 4 a 7, mas com maior frequência para as classes 5 e 6.

Tempo de Autossuporte

Considerando-se o gráfico de tempo de autossuporte (Parte II) e os valores de RMR inferidos a partir do Q, simularam-se os tempos de autossuporte da escavação, em horas, para avanços de 10, 5 e 3 metros. A automatização do cálculo dos tempos de autossuporte para esses avanços foi realizada ajustando-se equações exponenciais (no caso, as de maior correlação) ao gráfico dos tempos de autossuporte.

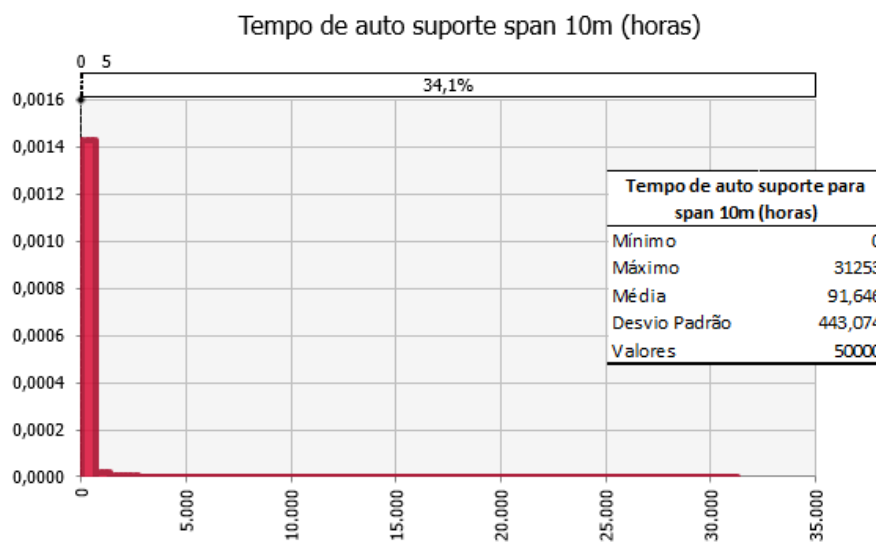
$$t_{10} = 0,0007e^{0,2224RMR} \quad (16)$$

$$t_5 = 0,0013e^{0,2343RMR} \quad (17)$$

$$t_3 = 0,001e^{0,2608RMR} \quad (18)$$

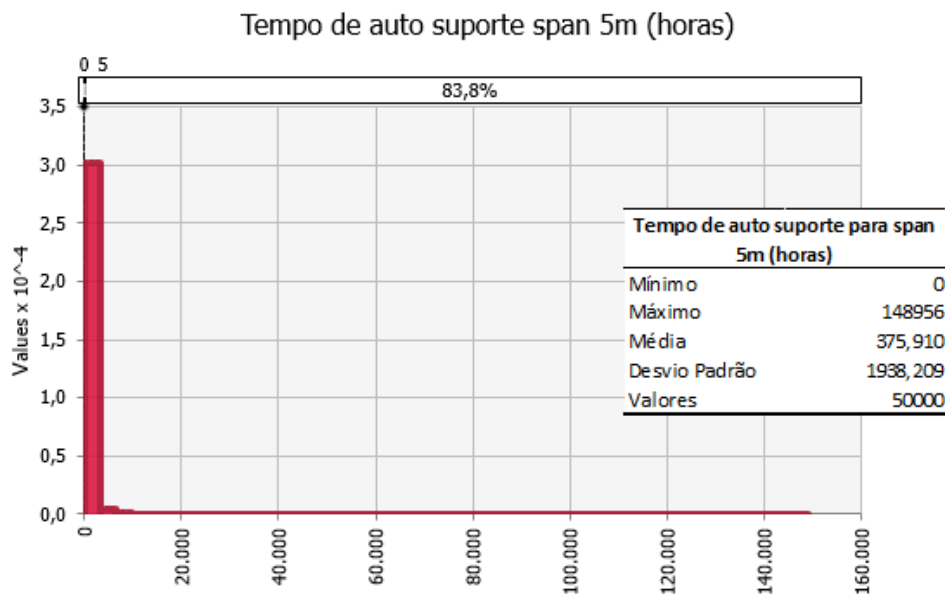
As Figura 62, 63 e Figura 64 apresentam as simulações dos tempos de autossuporte para avanços de 10, 5 e 3 metros, respectivamente. Os valores simulados partem do tempo zero (referente a colapso imediato). Observa-se um aumento de ocorrência de cenários com tempo de autossuporte maior do que 5 horas e aumento das médias das simulações com a diminuição do vão de avanço. As simulações indicam que, trabalhando-se com avanço de 3 metros, há menor probabilidade de colapso em tempo inferior a 5 horas, sem execução de suporte na escavação. Tais simulações são de grande valia para a compatibilização com os tempos estimados de ciclos de operação, com o tempo de limpeza de frente de trabalho e com a execução do suporte. Desse modo, possibilita-se a identificação de situações de risco de colapso, quando for significativa (definição de projeto) a probabilidade de o tempo de autossuporte ser inferior ao tempo do ciclo.

Figura 62 – Simulação para o tempo de autossuporte em função dos valores de RMR inferidos em função de valores de Q considerado span de 10 metros



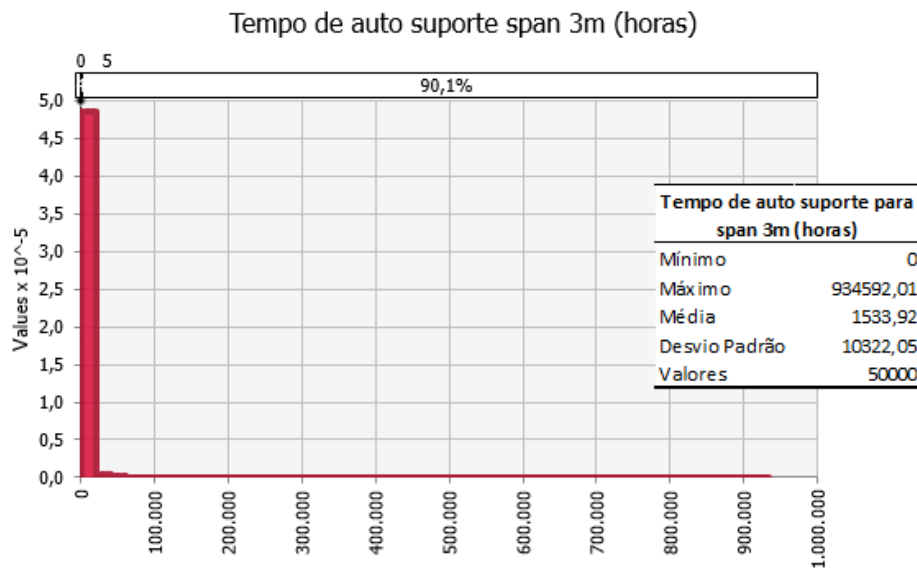
Fonte: elaborado pelo autor.

Figura 63 – Simulação para o tempo de autossuporte em função dos valores de RMR inferidos em função de valores de Q considerado span de 5 metros



Fonte: elaborado pelo autor.

Figura 64 – Simulação para o tempo de autossuporte em função dos valores de RMR inferidos em função de valores de Q considerado span de 3 metros



Fonte: elaborado pelo autor.

Discussões

Verificou-se que a metodologia de análise de risco é passível de ser aplicada e tende a contribuir consideravelmente para a elaboração de projetos conceituais de viabilidade e pré-viabilidade de escavações subterrâneas – no senso técnico de detalhes de projeto. Considerando-se a natureza dessas fases de projeto, com suas limitações de dados, o uso de metodologias de dimensionamentos e verificações empíricas, como no exemplo deste estudo, torna relativamente simples aplicar variabilidade aos dados de entrada, desde que se conheça uma mínima gama de dados que permita ajustes de distribuições de probabilidade. Ou seja, que se façam sondagens e caracterizações geotécnicas executadas, ou que se conheça com profundidade o contexto geológico-geotécnico da área de estudo. Considerando-se a gama de trabalhos desenvolvidos voltados a caracterizações, tratamentos estatísticos e probabilísticos de maciços rochosos, vê-se como promissora a análise de riscos quantitativos em escavações subterrâneas.

Quanto ao exemplo de aplicação, observa-se que a metodologia foi positiva para a mensuração de cenários de classe do maciço e de suporte. Tal mensuração mostra-se prática no sentido de fornecer uma estimativa para cenários a serem encontrados no caso real e seus respectivos tratamentos associados, minimizando gastos e atrasos produtivos não previstos. Quanto à mensuração de custos, via simulação, observou-se que esta, se for desenvolvida em relação a intervalos de classe geomecânica (conforme consta na Tabela 6), torna-se pouco representativa, como no exemplo deste trabalho, em que haveria a distribuição truncada em dois valores de custo. Nesse caso, teríamos custos referentes às classes A e B da Tabela 6. Conclui-se que a melhor forma de simulação de custo seria com a utilização de equações que tenham como entrada o valor numérico da classe geomecânica, evitando-se uma distribuição truncada entre dois ou três valores. Assim, pode-se inferir que a utilização de modelos com inputs de classificação de maciço (nos níveis apresentados) torna-se pouco relevante a modelos que tenham por finalidade proceder a estimativas de custos globais e simulações ou análises de riscos sobre eles.

Cabe observar que, no caso das simulações de Monte Carlo, estas terão a qualidade de seus dados de entrada. Isso colabora para uma aplicação mais restrita às fases preliminares de projeto, considerando-se que, nas fases de projeto de detalhes e execução, espera-se que a confiabilidade dos dados de sondagem e das modelagens geológico-geotécnicas permita a elaboração de um projeto produtivo e, sobretudo, de um sistema de suporte compatível com a

realidade a ser encontrada em campo (com o uso de modelos tridimensionais e análises numéricas, por exemplo).

APÊNDICE III – PUBLICAÇÕES REALIZADAS

CARDOZO, F.A.C.; PETTER, C.O.; PETTER, R.A.; ARAÚJO, V.I.A.B.; SOUZA, H.L. Choice of access for underground mining for feasibility studies. **REM - International Engineering Journal**, 2023, 76(2), 187–193. DOI: <<https://doi.org/10.1590/0370-44672021760094>>

CARDOZO, F.A.C.; CORDOVA, D.P.; PETTER, C.O. Risk analysis by Monte Carlo simulation in underground rock excavation projects. **Dyna**, v. 89, n. 221, p. 24-30, 2022. DOI: <<https://doi.org/10.15446/dyna.v89n221.97628>>.

CARDOZO, F.A.C.; PETTER, C.O.; ALBUQUERQUE, N.R. de. Monte Carlo simulation risk analysis for underground mining projects. **Tecnol Metal Mater Min.**, 2022; 19e2681. DOI: <<http://dx.doi.org/10.4322/2176-1523.20222681>>.

ARAÚJO, V.I.A.B. de; PETTER, C.O.; **CARDOZO, F.A.C.**; PETTER, R.A. **Modelo de estimativa dos custos de capital e operacional de lavra subterrânea através de curvas parametrizadas obtidas por estudos de viabilidade**. 10º Congresso Brasileiro de Minas a Céu Aberto e Minas Subterrâneas (CBMINA). 2021. Disponível em: <<https://ibram.org.br/wp-content/uploads/2021/04/T-67-Vinicius-Igor-Albuquerque-Batista-de-Araujo.pdf>>.

PETTER, C.; ARAÚJO, V.I.; **CARDOZO, F.A.C.**; PETTER, R.; OPPERMANN, J.; FERNANDEZ, T.; DARRIGO, R.; COSTA, I.G. da; LENZ, V.; JUCHEN, V.; SOUZA, H.; WIVES, L. **A quick evaluation tool for CAPEX and OPEX applied to mining operations and ESG mitigation**. SME Annual Conference and Expo. 2022.

CARDOZO, F.A.C.; PETTER, C.O.; GAVRONSKI, J.D. **Modelamento e estimativa de custos em projetos de mineração de carvão, ferramenta de avaliação econômica**. V Congresso Brasileiro de Carvão Mineral. 2017. DOI: <<https://doi.org/10.20906/CPS/CBCM2017-0037>>.