



MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO E DO DESPORTO
Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto
Departamento de Engenharia de Minas
Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral – PPGE M



DIRETRIZES FUNDAMENTAIS PARA UM ESTUDO DE AVALIAÇÃO ECONÔMICA DE EMPREENDIMENTOS DE MINERAÇÃO: UM ESTUDO BIBLIOGRÁFICO

Autor: **IVAN SILVA MIRANDA JÚNIOR**

Orientadores: **Prof. Dr. JOSÉ MARGARIDA DA SILVA**
Prof. Dr. VALDIR COSTA E SILVA

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação do Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, como parte integrante dos requisitos para obtenção do título de Mestre em Engenharia Mineral.

Área de concentração:
Lavra de Minas

Ouro Preto/MG
Dezembro de 2011

M672d

Miranda Júnior, Ivan Silva.

Diretrizes fundamentais para um estudo de avaliação econômica de empreendimentos de mineração: um estudo bibliográfico / Ivan Silva Miranda Júnior. Ouro Preto: UFOP, 2011.

xix, 275f. col.; gráficos, tabelas.

Área de concentração: Lavra de Minas.

Orientadores: Prof. Dr. Valdir Costa e Silva e Prof. Dr. José Margarida da Silva.

Dissertação (Mestrado) – Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Departamento de Engenharia de Minas. Programa de Pós-graduação em Engenharia Mineral.

1. Minas e mineração – aspectos econômicos. 2. Minas e mineração - Teses. I. Silva, Valdir Costa e II. Silva, José Margarida da. III. Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Departamento de Engenharia de Minas. IV. Título.

CDU: 622:331.215.1

**“DIRETRIZES FUNDAMENTAIS PARA UM ESTUDO DE
AVALIAÇÃO ECONÔMICA DE EMPREENDIMENTOS DE
MINERAÇÃO: UM ESTUDO BIBLIOGRÁFICO”**

AUTOR: IVAN SILVA MIRANDA JÚNIOR

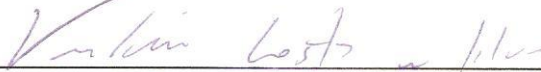
Esta dissertação foi apresentada em sessão pública e aprovada em 19 de dezembro de 2011, pela Banca Examinadora composta pelos seguintes membros:



• Prof. Dr. Ivo Eyer Cabral (Membro) – UFOP



• Prof. Dr. José Baptista de Oliveira Júnior (Membro) – UFBA



• Prof. Dr. Valdir Costa e Silva (Orientador) – UFOP

Dedico este trabalho a Deus, pelo dom da vida, e a meus pais Ivan da Silva Miranda e Maria da Conceição Fróis Miranda (*in memoriam*).

AGRADECIMENTOS

Quero agradecer em especial ao geólogo João Carlos de Castro Cavalcanti, pelo patrocínio, imprescindível para a realização do Mestrado em Engenharia Mineral. Seu gesto magnânimo proporcionou-me uma oportunidade única para ampliar meus conhecimentos.

Menciono o incentivo de meus irmãos Breno e Leda, de meus cunhados Flávia e Almiro e de Ana Cristina (amiga e tia) na condução deste trabalho. E, quando me lembro de meus sobrinhos Ana Clara, Bruno e Mariana, ganho forças para empreender novos projetos.

Agradeço o incentivo de familiares e amigos (as) na realização deste curso. Ressalto a grande força espiritual de meu avô Chiquinho (*in memoriam*), que através de seu constante otimismo e fé inabalável em Deus, incentivou-me a trilhar um novo caminho profissional.

Várias pessoas contribuíram direta ou indiretamente para a consecução deste objetivo. É importante registrar meus agradecimentos:

- ao meu tio Umberto, pelo incentivo e elo com João Cavalcanti;
- ao professor Valdir Costa e Silva (orientador), que me apoiou desde o início até os momentos mais cruciais; além disso, o seu contato na Escola de Minas permitiu-me a realização deste curso;
- ao professor José Margarida da Silva (orientador), que me auxiliou de forma efetiva na elaboração deste trabalho;
- ao meu primo José Fróis e ao engenheiro Paulo França, que me motivaram a retornar à atividade de mineração;

- aos primos Hélder e Lucas, aos amigos Fernando, Ana Lúcia e Samuel, que acreditaram em meus objetivos, quando deixei um emprego relativamente estável para seguir outra trajetória profissional;
- aos professores do Mestrado em Engenharia Mineral, em ordem alfabética, que contribuíram diretamente para a elaboração da dissertação, com sugestões e correções: Adilson Curi, Ivo Eyer Cabral, José Aurélio Medeiros da Luz, José Cruz do Carmo Flôres e Wilson Trigueiro, pelo apoio recebido.
- aos demais professores do Mestrado em Engenharia Mineral, especialmente, Carlos Alberto Pereira, Hernani Mota Lima e José Fernando Miranda, pelos conhecimentos transmitidos;
- ao professor da Escola Politécnica da Universidade Federal da Bahia, José Baptista de Oliveira Júnior, pela confiança;
- ao amigo e professor Manuel Pereira da Souza Filho pelas informações e boa vontade.

Agradeço também:

- ao Colegiado de Pós-Graduação em Engenharia Mineral, pela oportunidade.
- à Universidade Federal de Ouro Preto, pela valorização do conhecimento.

Destaco também, a solicitude dos servidores da Universidade Federal de Ouro Preto: Denise (departamento de Engenharia de Minas) e Marcelo (programa de pós-graduação em Engenharia Mineral).

Cabe ressaltar o apoio recebido dos servidores da biblioteca da Escola de Minas e da biblioteca do Departamento de Geologia e de Engenharia de Minas, pela presteza, confiança e amizade.

Resumo

Tendo em vista um mercado de *commodities* minerais, globalizado e competitivo, um estudo de avaliação econômica de empreendimentos de mineração deve ser conduzido criteriosamente, garantindo aos investidores, aplicação mais confiável e rentável para uma alternativa de investimento escolhida. Mediante técnicas de avaliação econômica ou indicadores econômicos é possível avaliar a rentabilidade de um investimento. Trata-se de um estudo dinâmico, visto que as variáveis de um projeto modificam-se continuamente. Diante de recursos limitados, deve-se escolher a alternativa que forneça a melhor remuneração para o capital aplicado, porque há sempre um custo de oportunidade associado a cada oportunidade de investimento. Este projeto de pesquisa – através de uma revisão bibliográfica – objetiva estabelecer as diretrizes fundamentais para um estudo de avaliação econômica de empreendimentos de mineração, relatando os elementos necessários para o cálculo dos indicadores econômicos, bem como aspectos gerais de análise de sensibilidade e análise de risco, que são relevantes no processo decisório concernente a projetos de investimento de capital. Além disso, apresenta uma visão geral das características singulares da indústria da mineração.

Palavras chave: avaliação econômica, indicadores econômicos, análise de sensibilidade, análise de risco, empreendimentos de mineração.

Abstract

Since there is a globalized and competitive commodities market, a study of mining projects economic evaluation must be done criteriously, assuring to the investors, capital application more reliable and profitable for an investment opportunity chosen. Through economic evaluation technique or economic indexes is possible to evaluate the return of an investment. It is a dynamic study, inasmuch as variables of a project change continually. Before limited resources, one must choose the alternative that supplies the best remuneration for the invested capital, because there is always an opportunity cost relative to each investment opportunity. This paper, through an in-dept research, intend to establish the fundamentals guidelines for a study of mining projects economic evaluation, reporting the necessaries elements for the calculation of the economic indexes, as well as general aspects of sensitivity analysis and risk analysis, which are relevant in decision making concerning to capital investment project. Besides, it gives an overview of the unique characteristics of the mining industry.

Keywords: economic evaluation, economical indexes, sensitivity analysis, risk analysis, mining projects.

SUMÁRIO

1. Introdução.....	1
2. Objetivo.....	3
3. Metodologia.....	4
4. Estudo Bibliográfico.....	6
5. Recursos e Reservas.....	6
6. Fases da Mineração.....	13
6.1. Pesquisa Mineral.....	13
6.1.1. Prospecção.....	17
6.1.2. Exploração.....	18
6.2. Desenvolvimento.....	20
6.3. Lavra.....	22
6.4. Fechamento de Mina (Desativação de Mina).....	22
7. Métodos de Lavra.....	26
7.1. Métodos de Lavra a Céu Aberto.....	28
7.2. Métodos de Lavra Subterrânea.....	30
8. Estudos de Preço, Mercado e Escala de Produção.....	33
8.1. Preço.....	33
8.2. Mercado – Aspectos Gerais.....	43
8.3. Escala de Produção.....	51
9. Teor Médio, Teor de Corte e Teor Crítico.....	58
10. Receitas.....	62

10.1. Estimativa da Receita de uma Mina.....	65
10.2. Casos Simples de Valoração da Receita do Bem Mineral.....	68
10.3. Cálculo do Benefício Líquido do Concentrado de uma Mina.....	69
10.4. Cálculo do Benefício Líquido da Mina com Regras Práticas.....	85
11. Definição de Custos.....	89
11.1. Definição dos Investimentos (Custos de Capital – CAPEX).....	90
11.2. Definição dos Custos Operacionais (OPEX).....	92
11.3. Estimativa de Custos.....	95
11.4. Estimativa de Custos de Capital (CAPEX).....	101
11.5. Estimativa de Custos Operacionais (OPEX).....	120
11.6. Outras Estimativas de Custos.....	131
11.6.1. Relações Gerais de Custos de Depósitos.....	132
11.6.2. Equação Geral para Curvas de Custo de Capital e Custo Operacional..	145
12. Tributos Incidentes sobre a Indústria da Mineração.....	148
12.1. Impostos.....	150
12.2. Contribuições de Seguridade Social.....	160
13. Compensação Financeira pela Exploração de Recursos Minerais.....	164
14. Incentivos Fiscais.....	169
14.1. Depreciação.....	171
14.2. Métodos de Cálculo da Depreciação.....	172
14.3. Amortização.....	181
14.4. Exaustão.....	182
15. Avaliação Econômica.....	184

15.1. Características da Indústria da Mineração.....	185
15.2. Valor Temporal do Dinheiro.....	188
15.3. Fluxo de Caixa.....	194
15.4. Inflação.....	216
15.5. Classificação de Alternativas de Investimento.....	218
15.6. Tamanho do Projeto.....	219
15.7. Objetivos da Avaliação Econômica.....	220
15.8. Principais Métodos de Avaliação Econômica.....	222
15.8.1. Período de Retorno (PR).....	224
15.8.2. Valor Presente Líquido (VPL) ou Valor Atual Líquido (VAL).....	228
15.8.3. Relação do Valor Presente (RVP).....	233
15.8.4. Relação Benefício / Custo (RBC).....	234
15.8.5. Valor Anual Equivalente / Custo Anual Equivalente.....	236
15.8.6. Taxa Interna de Retorno (TIR).....	238
16. Árvore de Decisão Aplicada a Projetos de Mineração.....	243
17. Análise de Sensibilidade.....	246
18. Análise de Risco.....	252
18.1. Fontes de Riscos e Incertezas.....	254
18.2. Ajustes para Riscos.....	256
18.3. Critério Econômico do Risco.....	259
18.4. Análise de Risco para Empreendimentos de Mineração.....	260
19. Considerações Finais.....	263
20. Bibliografia.....	264

Adendos.....	276
--------------	-----

LISTA DE ILUSTRAÇÕES

Figura 5: Relacionamento geral entre informações de exploração, recursos minerais e reservas de minério.....	11
Figura 6.2.a: Depósito de minério maciço em terreno plano.....	21
Figura 6.2.b: Aberturas em lavra subterrânea.....	21
Figura 6.4.a: Cava preenchida, mostrando área recuperada.....	24
Figura 6.4.b: Recuperação simultânea de pilhas de estéril.....	25
Figura 7.2: Desenho de uma mina subterrânea.....	31
Figura 8.1: Índice de preços dos principais metais base (<i>base metals</i>).....	34
Figura 10: Diagrama de fluxos de uma mina de cobre.....	63
Figura 10.3: Processo de recuperação do cobre.....	80
Figura 11.3. Lei de Pareto.....	98
Figura 11.4.a: Relação entre custo de capital e capacidade.....	107
Figura 11.4.b: Valores do fator de economia de escala segundo distintos intervalos de capacidade.....	108
Figura 11.5: Custos operacionais específicos de várias minas de metais não-ferrosos.....	125
Figura 15.2: Relações entre valor atual, valor futuro e valor anual equivalente.....	193
Figura 15.3: Fluxo de caixa de um projeto de mineração hipotético.....	196
Figura 15.8.6: Cálculo da Taxa Interna de Retorno (TIR).....	241
Figura 16: Árvore de decisão hipotética.....	244
Figura 17.1: Projeto de mineração hipotético – VPL.....	249
Figura 17.2: Parâmetro de sensibilidade de um projeto de mineração hipotético.	251

Figura 18: O risco como uma distribuição de probabilidade..... 253

LISTA DE TABELAS

Tabela 6.1: Etapas no desenvolvimento de um projeto mineiro.....	15
Tabela 7.1: Vantagens e desvantagens de lavra a céu aberto em bancadas.....	30
Tabela 8.2.a: Produtos comerciáveis.....	45
Tabela 8.2.b: Tempo de entrega de equipamentos.....	46
Tabela 8.2.c: <i>Commodities</i> minerais comumente comercializadas na bolsa de Londres (<i>London Metal Exchange – LME</i>).....	49
Tabela 8.3: Tempo de vida de um depósito.....	57
Tabela 10.1: Reservas de minério.....	67
Tabela 10.3: Limites de elementos penalizáveis nos concentrados de Cu, Pb e Zn.....	72
Tabela 10.4: Flutuação da receita da mina.....	87
Tabela 11.3: Comparação dos métodos de estimativa de custos.....	97
Tabela 11.4.a: Investimentos específicos em minas.....	103
Tabela 11.4.b: Parâmetros nas relações do índice de custos.....	113
Tabela 11.5.a: Custos operacionais de minas selecionadas.....	125
Tabela 11.5.b: Dados para cálculo dos coeficientes de regressão e correlação.....	126
Tabela 11.5.c: Expoente <i>b</i> para diferentes tipos de depósitos.....	129
Tabela 11.6.1: Fatores de recuperação da mina e diluição.....	145
Tabela 12.2.a: Principais informações sobre a Contribuição Social Patronal sobre a Folha de Pagamentos.....	161
Tabela 12.2.b: Principais informações sobre a COFINS.....	161
Tabela 12.2.c: Informações sobre a Contribuição ao PIS/PASEP.....	162

Tabela 12.2.d: Informações sobre a Contribuição Social sobre o Lucro Líquido (CSLL).....	163
Tabela 14.2.a: Taxas de depreciação – método linear.....	174
Tabela 14.2.b: Método das unidades produzidas.....	176
Tabela 14.2.c: Coeficientes.....	176
Tabela 14.2.d: Método decrescente linear.....	177
Tabela 14.2.e: Método do duplo saldo decrescente.....	179
Tabela 14.2.f: Método da soma dos dígitos.....	180
Tabela 15.2: Fórmulas dos fatores de atualização.....	194
Tabela 15.3.a: Custos de capital e custos operacionais de proteção ambiental – 2002/2001.....	198
Tabela 15.3.b: Fluxo de lucros (lucro contábil) versus fluxo de caixa.....	203
Tabela 15.3.c: Determinação dos fluxos de caixa anuais de um projeto.....	205
Tabela 15.3.d: Fluxo de caixa aplicável a um projeto de ouro.....	207
Tabela 15.3.e: Fluxo de caixa de um projeto mineiro.....	208
Tabela 15.3.f: Fluxos de caixa anuais do capital próprio (com recursos de terceiros).....	209
Tabela 15.3.g: Determinação das reservas recuperáveis.....	210
Tabela 15.3.h: Componentes do fluxo de caixa distribuídos no tempo.....	215
Tabela 15.8.2: Cálculo do parâmetro econômico (VAL).....	230
Tabela 17.1: Projeção de fluxos de caixa antes dos tributos.....	247
Tabela 17.2: Taxas de desconto e VPL's.....	249

LISTA DE SIGLAS E ABREVIATURAS

BP = Balanço Patrimonial

CAPEX = *Capital Expenditure* (Custo de capital ou investimento)

CF = Constituição Federal

CFEM = Contribuição Financeira pela Exploração de Recursos Minerais

CIF = *Cost, Insurance and Freight* (Custo, seguro e frete)

CFR = *Cost and Freight* (Custo e frete)

COMEX = *Chicago Mercantile Exchange* (Bolsa de *commodities* de Chicago)

CTN = Código Tributário Nacional

DNPM = Departamento Nacional de Produção Nacional

DRE – Demonstração do Resultado do Exercício

e.g. = *exempli gratia* (expressão latina significando “por exemplo”)

FOB = *Free on Board* (livre a bordo do navio)

i.e. = *id est* (expressão latina significando “isto é”)

IRR = *Internal Rate of Return* (Taxa interna de retorno)

IVA = Índice do Valor Atual

JORC = *Joint Ore Reserves Committee*

LC = Lei Complementar

LME = *London Metal Exchange* (Bolsa de *commodities* minerais de Londres)

NSR = *Net Smelter Return* (Benefício líquido do concentrado de uma mina)

NSV = *Net Smelter Value* (Valor líquido do concentrado na fundição, \$/tonelada de concentrado)

NYMEX = *New York Mercantile Exchange* (Bolsa de *commodities* de Nova Iorque)

OPEX = *Operating Expenditure* (Custo operacional)

PR = Período de Retorno

PRI = Período de Recuperação do Investimento

RVA = Relação do Valor Atual

RVAL = Relação ou Razão do Valor Atual Líquido

RVP = Relação do Valor Presente

ROP = Ritmo Ótimo de Produção

STF = Supremo Tribunal Federal

TIR = Taxa Interna de Retorno ou Taxa Interna de Rentabilidade

VAE = Valor Anual Equivalente

VAL = Valor Atual Líquido

v.g. = *verbi gratia* (expressão latina significando “por exemplo”)

VOE = Vida Ótima da Exploração

VPL = Valor Presente Líquido

WACC – *Weighted Average Cost of Capital* (Custo Médio Ponderado de Capital)

1. Introdução

Diante da questão econômica – recursos escassos *versus* necessidades cada vez mais crescentes no consumo de *commodities* minerais – e, considerando as características singulares da indústria da mineração, é imperativo o estudo de avaliação econômica para a implantação de empreendimentos mineiros.

O desenvolvimento de um projeto mineiro exige, normalmente, somas elevadas de capital. Deste modo, para a análise de uma alternativa de investimento, considerando um ambiente de incertezas, técnicas apropriadas devem ser utilizadas para a mensuração do valor de um ativo mineral, bem como a medida da eficiência do uso do capital.

A indústria da mineração representa um setor de suprimento de bens de primordial importância para o desenvolvimento da sociedade atual. Daí, a necessidade de buscar novas jazidas minerais. Isso exige a realização de estudos exploratórios confiáveis. Assim, com base em dados fidedignos obtidos, comprovando a existência de uma reserva que permita o aproveitamento dos bens minerais de valor econômico, vários elementos que compõem um fluxo de caixa são reunidos, a fim de determinar os parâmetros econômicos ou indicadores de rentabilidade de empreendimentos de mineração.

Este projeto de pesquisa inicia-se com a definição de recursos, reservas minerais e suas interações; mostra as fases da mineração; e classifica os principais métodos de lavra.

Depois são descritos os componentes que intervêm no fluxo de caixa: preço e mercado, valoração das receitas, investimentos (CAPEX – *Capital Expenditure*), custos operacionais (OPEX – *Operating Expenditure*), tributos, Compensação Financeira pela Exploração de Recursos Minerais (CFEM) e incentivos fiscais. Com dados obtidos desses elementos, o fluxo de caixa pode ser calculado.

Em seguida, os principais métodos de avaliação econômica (Período de Retorno (PR), Valor Atual Líquido (VAL), Relação do Valor Presente (RVP), Taxa Interna de Retorno

(TIR), Valor Anual Equivalente (VAE) / Custo Anual Equivalente (CAE) etc.) são definidos, com o intento de prover conhecimento para determinar a rentabilidade das alternativas de investimento.

Para uma avaliação econômica mais ampla, considera-se também a análise de sensibilidade e técnicas de análise de risco. Os resultados desses estudos proporcionam aos investidores, bancos de investimento ou a própria empresa de mineração uma base mais sólida para a decisão de investir em um determinado projeto de mineração. Em suma, o trabalho engloba os principais aspectos envolvidos em um estudo de avaliação econômica de empreendimentos de mineração.

Vale ressaltar que este projeto de pesquisa pode ser considerado relevante ao apontar os seguintes aspectos:

- a) Estudos de avaliação econômica de projetos constituem-se em uma parte vital do processo de decisão de investimento.
- b) As alternativas de investimento competem por recursos escassos e limitados, exigindo uma tomada de decisão – muitas vezes complexa –, com base em indicadores econômicos de rentabilidade, análise de sensibilidade e análise de risco.
- c) Como os empreendimentos de mineração requerem, geralmente, vultosos recursos para sua implantação, o mercado necessita de profissionais familiarizados com as questões relativas à mineração.
- d) Ainda há carência de especialistas na área de avaliação econômica de projetos de mineração.

2. Objetivo

Diante da magnitude do tema objeto de pesquisa e, em função das características singulares da indústria mineral, este trabalho tem como objetivo estabelecer diretrizes fundamentais para a avaliação econômica de empreendimentos de mineração, englobando as diversas áreas e conceitos necessários para a execução deste estudo avaliativo, desde a definição de recursos e reservas até as técnicas de avaliação econômica; além disto, considerações gerais de análise de sensibilidade e análise de risco são incluídas.

3. Metodologia

A metodologia consiste de uma série de passos e procedimentos para a realização de uma pesquisa, ou seja, quais os caminhos percorridos para atingir o objetivo final, e como as informações e os dados foram obtidos.

Este trabalho envolveu uma pesquisa exploratória e também descritiva. Os dados ou informações foram objeto de uma ampla busca; em seguida, os textos foram coletados, organizados, analisados, interpretados e acrescentados ao trabalho. A pesquisa exploratória refere-se à busca de informações suficientes para o desenvolvimento do trabalho. As etapas de coleta, organização, análise e interpretação estão vinculadas à descrição das informações relativas aos temas discorridos.

No que concerne à metodologia, alguns especialistas consideram os métodos de abordagem distintos dos métodos de procedimentos. Aqueles, segundo ANDRADE (2006), “(...) referem-se ao plano geral do trabalho, a seus fundamentos lógicos, ao processo de raciocínio adotado, uma vez que os métodos de abordagem são essencialmente racionais (...)”. Para ANDRADE (2006), estes “ao contrário dos métodos de abordagem, têm caráter mais específico, relacionando-se, não com o plano geral de trabalho, mas com suas etapas”.

Diante do exposto, pode-se afirmar que o método de procedimento comparativo foi usado no trabalho, e.g., na verificação de semelhanças e eventuais divergências na exposição das diversas matérias relatadas, e.g., os métodos de estimativas de custos abordados à luz de alguns autores.

A coleta dos dados ou informações relaciona-se às técnicas de pesquisa. Segundo LAKATOS e MARCONI (2006), técnicas “são consideradas um conjunto de preceitos ou processos de que se serve uma ciência; são, também, a habilidade para usar esses preceitos ou normas, na obtenção de seus propósitos. Correspondem, portanto, à parte prática de coleta de dados”. Portanto, Andrade (2006) esclareceu que “as técnicas de

pesquisa podem ser agrupadas em dois tipos de procedimentos: documentação indireta e documentação direta”.

Portanto, neste trabalho adotou-se a técnica de documentação indireta, através da pesquisa bibliográfica de todos os assuntos discorridos.

4. Estudo Bibliográfico

Este projeto de pesquisa inclui áreas de informações necessárias para a execução de um estudo de avaliação econômica de empreendimentos de mineração, visando à determinação do valor de um ativo mineral. Uma análise detalhada – com indicadores econômicos de rentabilidade e apreciação dos riscos relativos a oportunidades de investimento – é necessária na elaboração de relatórios a serem fornecidos a acionistas e investidores, isto é, a instituições financeiras, às quais irão emprestar o dinheiro para ser investido em um projeto, ou a própria empresa que dispõe de fundos, recursos próprios ou lucros de suas operações, para iniciar novos projetos sem utilizar financiamento.

5. Recursos e Reservas

A classificação de recursos e reservas leva em consideração o nível de confiança da pesquisa. À medida que novos dados da campanha exploratória são revelados, as informações detalhadas e fidedignas obtidas podem se tornar recursos e, estes, em reservas segundo novos conceitos geológicos, mudanças econômicas e avanços tecnológicos.

Na definição de recursos e reservas, este trabalho inclui o JORC Code (Edition 2004) e a classificação de reservas publicada pelo Decreto nº 62,934, de 2 de julho de 1969 – que aprova o Regulamento do Código de Mineração. As definições de recursos e reservas do Canadá (CIM Definitons Terms – 2005), a classificação de recursos e reservas dos Estados Unidos (SME – 1999) e o código da África do Sul (SAMREC CODE – Edition 2007) foram suprimidos, em função da similaridade com o JORC Code, os quais seguem um padrão internacional. As definições internacionais de recursos, reservas e resultados de exploração referem-se a países com notável desenvolvimento da indústria mineral.

Segundo KERNOT (1999), a fim de superar a ausência de comparabilidade e confusão, as principais corporações geológicas e de mineração (*Geological and Mining Bodies*) estabeleceram um comitê para construir um relatório padrão internacional para as

principais categorias de recursos e reservas. O Conselho de Instituições Metalúrgicas e de Mineração (*Council of Mining and Metallurgical Institutions – CMMI*) esboçou definições padrões de abrangência internacional em sua conferência em outubro de 1997.

Após essas considerações iniciais, são apresentadas as definições do código *JORC – JORC Code (Joint Ore Reserves Committee)* –, às quais são idênticas ou não materialmente diferentes das definições internacionais.

RUDENNO (2009) salientou que o comitê JORC (*The Joint Ore Reserves Committee*), o qual foi estabelecido em 1996 pelo Instituto de Mineração e Metalurgia da Ásia e Austrália (*The Australasian Institute of Mining and Metallurgy – The AusIMM*), pelo Instituto Australiano de Geocientistas (*The Australian Institute of Geoscientists – AIG*) e o Conselho de Minerais da Austrália (*Minerals Council of Australia*), definiu um código para a classificação de jazidas minerais. Os Administradores de Ações do Canadá (*The Canadian Securities Administrators – CSA*) desenvolveram um código similar sob o NI 43-101 (*National Instrument 43-101*).¹

No JORC Code (2004 Edition), os princípios capitais que governam a operação e a aplicação do código são transparência, materialidade e competência:

- **Transparência:** exige que o leitor de um Relatório Público (*Public Report*) seja provido com informação suficiente, cuja apresentação deve ser clara e sem ambiguidade, a fim de entender o relatório e não ser enganado.
- **Materialidade:** requer que um Relatório Público contenha todas as informações relevantes, às quais investidores e seus consultores profissionais exigiriam razoavelmente, e sensatamente, esperariam encontrar no relatório, com o propósito de fazer um julgamento argumentado e equilibrado relativamente aos

¹ O NI 43-101 (*National Instrument 43-101*) ou Instrumento Nacional 43-101 é um plano de classificação de recursos minerais utilizado no Canadá.

Resultados de Exploração, Recursos Minerais ou Reservas de Minério sendo relatados.

- Competência: exige que o Relatório Público seja baseado no trabalho que é de responsabilidade de pessoas apropriadamente qualificadas e experientes, sujeitas a um Código de Ética Profissional (*Professional Code of Ethics*) obrigatório.

De acordo com RUDENNO (2009), uma pessoa competente (*competent person*) em minerais é aquela que é um membro corporativo de uma instituição aprovada e tem cinco anos de experiência relevante na estimativa daquele estilo de mineralização.²

Os Resultados de Exploração (*Exploration Results*) incluem dados e informações oriundas de programas exploratórios que podem estar disponíveis aos investidores. Os Resultados de Exploração podem ou não estar contidos em uma declaração formal de Recursos Minerais ou Reservas de Minério.

O JORC CODE (2004 *Edition*) definiu Recurso Mineral (*Mineral Resource*) como uma concentração ou ocorrência de material de interesse econômico intrínseco na crosta da Terra em tal forma, qualidade e quantidade com chances razoáveis para eventual extração econômica. A localização, quantidade, teor, características geológicas e continuidade de um Recurso Mineral são conhecidos, estimados ou interpretados de evidência geológica específica e conhecimento. Recursos Minerais são subdivididos, em ordem crescente de confiança geológica, em categorias inferidas, indicadas e medidas:

- I. **Recurso Mineral Inferido:** é aquela parte de um Recurso Mineral para o qual a massa, o teor e o conteúdo mineral podem ser estimados com um baixo nível de confiança. É inferido de evidência geológica e assumido, mas não verificada a continuidade geológica e/ou de teor. É baseado em

² RUDENNO (2009) ressaltou que sob o NI 43-101 uma pessoa competente é definida como aquela que: a) é um engenheiro ou geocientista com pelo menos cinco anos de experiência em exploração mineral, desenvolvimento de mina, operação ou avaliação de projetos minerais, ou qualquer combinação desses; b) tem experiência relevante ao tema do projeto mineral e do relatório técnico; e c) é um membro respeitado de uma associação Profissional.

informações reunidas através de apropriadas técnicas de locações tais como afloramentos, trincheiras, poços, galerias e furos de sonda, às quais podem ser limitadas ou de qualidade e confiabilidade incertas.

- II. **Recurso Mineral Indicado:** é aquela parte de um Recurso Mineral para o qual massa, densidades, forma, características físicas, teor e conteúdo mineral podem ser estimados com um razoável nível de confiança. É baseado em exploração, amostragem e informações de ensaios reunidas através de apropriadas técnicas de locações tais como afloramentos, trincheiras, poços, galerias e furos de sonda. As locações são tão largamente ou inadequadamente espaçadas para confirmar a continuidade geológica e/ou de teor, mas espaçadas rigorosamente o bastante para a continuidade ser admitida.
- III. **Recurso Mineral Medido:** é aquela parte de um Recurso Mineral para o qual massa, densidades, forma, características físicas, teor e conteúdo mineral podem ser estimados com um alto nível de confiança. É baseado em exploração detalhada e confiável, amostragem e informações de ensaios reunidas mediante técnicas adequadas de locações tais como afloramentos, trincheiras, poços, galerias e furos de sonda. As locações são espaçadas o bastante para confirmar continuidade geológica e de teor.

O JORC CODE (2004 *Edition*) definiu Reserva de Minério (*Ore Reserve*) como a parte economicamente lavrável de um Recurso Mineral Medido e/ou Indicado. Inclui materiais de diluição e a compensação para perdas, que podem ocorrer quando o material é lavrado. Avaliações adequadas e estudos têm sido executados, e são incluídas considerações de fatores de lavra, metalúrgicos, econômicos, comerciais, legais, ambientais, sociais e governamentais (fatores de modificação). Essas avaliações demonstram ao tempo do relatório, que a extração podia razoavelmente ser justificada. Reservas de Minério são subdivididas em ordem crescente de confiança em Reservas Prováveis de Minério (*Probable Ore Reserves*) e Reservas Provadas de Minério (*Proved Ore Reserves*):

- I. **Reservas Prováveis de Minério:** é a parte economicamente lavrável de um Recurso Mineral Indicado e, em algumas circunstâncias, de um Recurso Mineral Medido. Inclui materiais de diluição e compensação para perdas que podem ocorrer quando o material é extraído. Avaliações apropriadas e estudos têm sido executados, e são incluídas considerações de fatores de lavra, metalúrgicos, econômicos, comerciais, legais, ambientais, sociais e governamentais. Essas avaliações demonstram no momento do relatório que a extração podia razoavelmente ser justificada. Uma Reserva Provável de Minério tem um nível de confiança mais baixo do que uma Reserva Provada de Minério, mas é de qualidade suficiente para servir como base para uma decisão sobre o desenvolvimento do depósito.
- II. **Reservas Provadas de Minério:** é a parte economicamente lavrável de um Recurso Mineral Medido. Inclui materiais de diluição e compensações para perdas que podem ocorrer quando o material é lavrado. Avaliações adequadas e estudos têm sido realizados, e são incluídas considerações de fatores de lavra, metalúrgicos, econômicos, comerciais, legais, ambientais, sociais e governamentais. Essas avaliações demonstram no tempo do relatório que a extração podia razoavelmente ser justificada. Uma Reserva Provada de Minério representa a categoria mais alta de confiança de estimativa de reserva. O estilo de mineralização ou outros fatores podem significar que Reservas Provadas de Minério não sejam realizáveis em alguns depósitos.

O relacionamento entre Resultados de Exploração, Recursos Minerais e Reservas de Minério (*JORC CODE, 2004 Edition*) é mostrado na figura 5.



Figura 5: Relacionamento geral entre resultados de exploração, recursos minerais e reservas de minério³.

Fonte: traduzida do Código JORC (*The JORC Code, 2004 Edition*)

No Brasil, a classificação de reservas é feita à luz do Decreto 62.934, de 02 de julho de 1969 – que aprova o Regulamento do Código de Mineração. Segundo o parágrafo único do art. 26 do referido decreto, as reservas são assim classificadas:

- I. **Reserva medida:** “a tonagem de minério computado pelas dimensões reveladas em afloramentos, trincheiras, galerias, trabalhos subterrâneos e sondagens, e na qual o teor é determinado pelos resultados de amostragem pormenorizada, devendo os pontos de inspeção, amostragem e medida estar tão proximamente espaçados e o caráter geológico tão bem definido que as dimensões, a forma e o teor da substância mineral possam ser perfeitamente estabelecidos, a tonagem e o teor computados

³ Reservas de minério (ore reserves) é o termo Australiano; reservas minerais (mineral reserves) é o termo do Canadá (CIM 2004 – CIM Definition Standard on Mineral Resources and Mineral Reserves).

devem ser rigorosamente determinados dentro dos limites estabelecidos, os quais não devem apresentar variação superior, ou inferior a 20% (vinte por cento) da quantidade verdadeira”;

II. **Reserva indicada:** *“a tonelagem e o teor do minério computados parcialmente de medidas e amostras específicas, ou de dados da produção, e parcialmente por extrapolação até distância razoável com base em evidências geológicas”;*

III. **Reserva inferida:** *“estimativa feita com base no conhecimento dos caracteres geológicos do depósito mineral, havendo pouco ou nenhum trabalho de pesquisa”.*

No tocante às definições de recursos e reservas, vale lembrar que o DNPM, através da Portaria nº 229, de 29/04/2002, criou à época um grupo de trabalho, a fim de examinar, elaborar e propor instruções e normas para classificação de recursos e reservas minerais no Brasil, visando à adequação das definições brasileiras sobre recursos e reservas aos padrões internacionais. Note-se que até o momento (início de 2012), o DNPM ainda não publicou uma nova classificação de recursos e reservas, em função de algumas inadequações. No entanto, existem alguns textos publicados, dentre os quais, o trabalho de GROSSI e VALENTE (2003), que serve como guia para uma futura definição dos conceitos de recursos e reservas.

É importante que o Brasil adote um padrão internacional de classificação de recursos e reservas, a fim de facilitar o entendimento pelos investidores estrangeiros dos relatórios de pesquisa elaborados no país, sem a necessidade de validação das reservas minerais no Brasil, a fim de atender aos critérios e normas internacionais. Esse passo, indubitavelmente, incentivará os investimentos de empresas estrangeiras no setor e, ademais, contribuirá para a negociação de ações e títulos em bolsas de valores internacionais, bem como a compra e a venda de direitos minerários.

6. Fases da Mineração

O principal objetivo de uma empresa de mineração é localizar jazidas, visando à sua extração, beneficiamento e posterior comercialização. Não é uma tarefa fácil, devido à complexidade inerente a empreendimentos mineiros.

Os recursos minerais ocorrem de forma bastante irregular na crosta terrestre. São anomalias geológicas que se concentram em uma área específica, podendo ou não apresentar resultados favoráveis. O aproveitamento econômico de bens minerais é realizado passo a passo, englobando algumas etapas. Esses estágios ou fases da mineração são: pesquisa mineral – prospecção e exploração –, desenvolvimento, lavra e fechamento de mina.

6.1. Pesquisa mineral

É o conjunto de procedimentos visando à descoberta e estudo de uma ocorrência mineral de interesse. A pesquisa mineral pode ser dividida em prospecção e exploração, englobando uma série de procedimentos até a elaboração do relatório final de pesquisa. A abrangência destes trabalhos está expressa no Código de Mineração, parágrafo 1º do art. 14. (Decreto-Lei nº 227, de 28/02/1967).

Para iniciar uma campanha exploratória, alguns aspectos devem ser considerados, por exemplo, o preço dos bens minerais, demanda e oferta, mercado e questão estratégica etc. Desse modo, com base em REVUELTA e JIMENO (2000), os fatores mais relevantes são citados:

- **Localização da demanda:** este fator depende de regiões com maior crescimento econômico, o que em geral, significa um maior consumo de bens minerais. É importante destacar a presença de alguns países como a Índia e, sobretudo a China, os quais – nos recentes anos – aumentaram de forma substancial a demanda por matérias-primas minerais, em função do crescimento econômico

verificado nesses países, em que pese o colapso financeiro internacional ocorrido a partir de 2008.

- **Preços dos metais:** sabe-se que os preços dos bens minerais e, em particular dos metálicos, apresentam flutuações nos mercados internacionais, exigindo-se um apropriado estudo de seus ciclos, bem como análises preditivas de oferta e demanda.
- **Fatores internos dos países:** deve-se analisar minuciosamente o país escolhido para desenvolver um projeto mineiro, ou seja, verificar as condições internas, principalmente, no que tange:
 - À estabilidade político-econômica.
 - Às regras claras existentes no tocante à legislação minerária e a ambiental.
 - À classificação do país em relação a riscos de investimento.
 - Ao ambiente interno favorável ao desenvolvimento do projeto mineiro: infraestrutura física e social etc.

Os trabalhos exploratórios devem ser conduzidos de forma planejada através de passos e procedimentos bem definidos, uma vez que, geramente, valores substanciais são aplicados na condução desse estágio.

Dessa forma, REVUELTA e JIMENO (2000) definiram o desenvolvimento de um projeto mineiro como uma sucessão de etapas. Basicamente, há três grandes níveis de atuação:

- Desenho do programa.
- Exploração de reconhecimento.
- Exploração de detalhes.

Estas etapas – sintetizadas na tabela 6.1 – compreendem uma série de estudos e trabalhos até a etapa de avaliação econômica, que sinaliza ou não para a implantação de um empreendimento de mineração.

Tabela 6.1: Etapas no desenvolvimento de um projeto mineiro

1. Desenho do programa

Estudo bibliográfico
Estudos geológicos
Associações rocha encaixante – mineralização
Estruturas tectônicas
Explorações anteriores
→→ Recomendações para exploração de reconhecimento

2. Exploração de reconhecimento

Sensores remotos
Fotogeologia
Realização de mapas
Métodos geofísicos aerotransportados
Métodos geoquímicos (sedimentos de corrente)
→→ Definição de áreas para a exploração de detalhe

3. Exploração de detalhe

Realização de mapas específicos
Métodos geofísicos terrestres
Magnéticos
Elétricos
Eletromagnéticos
Radiométricos
Gravimétricos
Sísmicos
Métodos geoquímicos
Amostragens de sedimentos de corrente
Amostragens de solos
Amostragens de rochas
→→ Recomendações para a campanha de avaliação

4. Avaliação do depósito

Sondagens
Amostragens em massa (poços e galerias)
Estimativas de teores e reservas
Avaliação econômica
→→ Estudos de pré-viabilidade
→→ Recomendações para o desenvolvimento da exploração

Fonte: Traduzida de REVUELTA e JIMENO (2000)

Desenho do programa

Nesta etapa são definidos os objetivos do programa exploratório, além das áreas ou depósitos que serão objeto de pesquisa.

Segundo REVUELTA e JIMENO (2000), nessa fase, os geólogos decidem que tipos de depósitos precisam ser investigados e que modelos geológicos e de exploração devem ser aplicados. Os modelos de exploração identificam os ambientes geológicos com associações de rochas e estruturas geológicas suscetíveis de conter jazimentos minerais. Desse modo, regiões favoráveis são selecionadas, ou através de um potencial mineiro indicado pela presença de explorações antigas ou presentes, ou mediante esquema de conhecimento geológico geral.

Exploração de reconhecimento

Neste estágio, estudos de reconhecimento geológico regional são realizados – na avaliação do potencial mineiro –, visando à delimitação de áreas favoráveis à exploração de detalhe.

REVUELTA e JIMENO (2000) ressaltaram que a maior parte dos estudos conduzidos pelas agências governamentais e organizações internacionais em países em desenvolvimento pode concluir nesse ponto, deixando para as companhias mineiras privadas as investigações ulteriores, normalmente de forma contratual.

Exploração de detalhe

A exploração de detalhe é realizada em áreas menores – definidas na etapa anterior –, cujo objetivo é sinalizar para a continuidade ou não da exploração final, isto é, a etapa de avaliação do depósito mineral.

REVUELTA e JIMENO (2000) enfatizaram que o objetivo da exploração de detalhe é atingir uma avaliação geológica exaustiva do potencial dos objetivos definidos na

exploração de reconhecimento. Então, na exploração de detalhe são determinadas características do jazimento escolhido, ou seja, a estrutura geológica, profundidade, geometria, riqueza, massa e qualidade da mineralização.

Avaliação de depósito

Neste estágio, são realizados trabalhos de amostragem em poços, trincheiras e galerias, bem como a realização de sondagens, para a definição de teores e reservas. Em síntese, o objetivo final é a avaliação econômica do depósito. Se o resultado for positivo, sinaliza-se para a realização de estudos de viabilidade técnico-econômica, almejando a implantação do empreendimento mineiro.

6.1.1. Prospecção

É a busca por minérios em sentido amplo, isto é, minérios metálicos, minerais não metálicos e carvão.

De acordo com TATIYA (2005), a prospecção significa a busca por minerais e, portanto, é realizada em primeiro lugar. Mesmo que um mineral seja encontrado, a prospecção continua até que forneça informações suficientes para a avaliação preliminar de qualquer depósito mineral; de modo que se decida sobre a continuidade ou não de adicionais trabalhos exploratórios. A prospecção inclui três estágios:

- Sinais de descoberta do mineral na localidade ou indicações gerais de sua existência no local
- Encontrar o depósito
- Explorar o depósito

TATIYA (2005) ressaltou que sinais de descoberta do mineral na localidade ou indicações gerais de sua presença podem ser estabelecidos ao encontrar alguns dos sinais, listados a seguir:

- Exposição do mineral na superfície do solo
- O relevo topográfico
- Fragmentos do mineral na superfície do terreno
- Vestígios de antigas aberturas de mina
- Vegetação
- Saída de água subterrânea

Na prospecção mineral são empregados métodos diretos e indiretos para identificação de depósitos minerais.

Segundo HARTMAN e MUTMANSKY (2002), os métodos diretos de prospecção estão relacionados ao exame visual de afloramento (*outcrop*) ou fragmentos soltos intemperizados longe do afloramento. Estudos geológicos através de fotografia aérea, mapas geológicos e avaliação estrutural da área provêm subsídios para localizar uma possível mineralização. Deve-se incluir análise de amostras mediante uso de microscópio. Os métodos indiretos usados nessa fase são os métodos geofísicos, geoquímicos e a geobotânica; esta considerada como ferramenta de prospecção através da análise de padrões de crescimento de plantas.

A prospecção abarca a prospecção geológica, prospecção geofísica, prospecção geoquímica e, possivelmente, a prospecção geobotânica.

6.1.2. Exploração

É a etapa de trabalhos exploratórios onde se define, avalia e verifica a exequibilidade econômica de um depósito mineral. Nesta fase são realizados trabalhos sistemáticos de coleta de amostras, análises químicas, mapeamento geológico, quantificação das reservas, definição econômica, plano ambiental entre outros trabalhos.

Segundo HARTMAN e MUTMANSKY (2002), na exploração determina-se com a máxima precisão o tamanho e o valor de um depósito mineral, utilizando técnicas

similares às usadas na prospecção, porém mais refinadas. Avalia-se um prospecto geológico a fim de determinar seu tamanho, forma, teor e potencial lucro.

A realização de sondagens⁴ é efetuada neste estágio, a fim de fornecer dados consistentes e decisivos sobre o depósito mineral em profundidade, uma vez que permite a recuperação de materiais do subsolo através de testemunhos, os quais retratam os solos e as diversas litologias da área objeto de pesquisa.

Dessa maneira, REVUELTA e JIMENO (2000) ressaltaram que a realização de sondagens mecânicas constitui, em quase todos os casos, o último e obrigatório passo a seguir na exploração e avaliação de um jazimento mineral. Ao final de tudo, é o único método que permite obter diretamente, amostras representativas da composição mineralógica, texturas, teores etc., do possível jazimento a explorar, quando este não aflora na superfície.

“Com relação à pesquisa mineral, as sondagens podem ser do tipo:

- *sondagens a trado, manual e mecânico, para materiais não consolidados do tipo solos;*
- *sondagens rotativas, diamantadas ou não, para rochas duras;*
- *sondagens do tipo mista, Banka ou Empire, no caso de aluviões”* (PEREIRA, 2003).

Ainda na fase de pesquisa mineral – exploração –, visando delinear um depósito mineral, vários ensaios tecnológicos são realizados na definição das características químicas, mineralógicas e rota de processamento etc., para o(s) bem(s) mineral (ais) objeto de estudo. Os ensaios tecnológicos exercem uma importante função, pois podem

⁴ De acordo com GERALDI (2011), *“para a execução de furos de sondagens, as perfuratrizes rotativas são insubstituíveis, uma vez que, utilizando coroas cilíndricas vazadas e dispositivos especiais (barriletes), permitem a retirada de fragmentos ou pedaços inteiros da rocha que vai sendo perfurada, propiciando o estudo e a análise dos chamados testemunhos”*.

definir a melhor rota de processamento para uma substância mineral, implicando aumento da rentabilidade de um empreendimento de mineração.

“A caracterização tecnológica envolve todos os trabalhos e estudos desenvolvidos para o conhecimento das principais propriedades de um material, de tal forma que se possa avaliar a possibilidade de aplicações industriais e estabelecer uma sequência lógica de operações visando o processamento mineral” (BRANDÃO, ET AL., 2007).

6.2. Desenvolvimento

Neste terceiro estágio, prepara-se a jazida mineral para a lavra. Inúmeros trabalhos são realizados: abertura de acessos – ao corpo de minério e ventilação, abertura de galerias – de perfuração e transporte do material –, preparação de locais apropriados para a disposição controlada de estéril, remoção do capeamento, rede de drenagem, construções de apoio etc.

No desenvolvimento, em geral, uma soma significativa de capital é necessária para que a mina atinja a escala de produção ótima com o máximo retorno, considerando os fatores intervenientes de ordem técnica, econômica, legal, ambiental e social.

Para HARTMAN e MUTMANSKY (2002), normalmente, o desenvolvimento deve ser realizado para acessar a máxima massa de minério, com um mínimo desembolso para aberturas de desenvolvimento.

A etapa de desenvolvimento é invariavelmente necessária para operações de lavra a céu aberto e lavra subterrânea, a fim de fornecer acesso ao jazimento. Para a lavra a céu aberto, o material situado acima do corpo de minério – capeamento – deve ser removido o suficiente para permitir o início das operações de lavra. Um corpo de minério maciço com capeamento é ilustrado na figura 6.2.a.

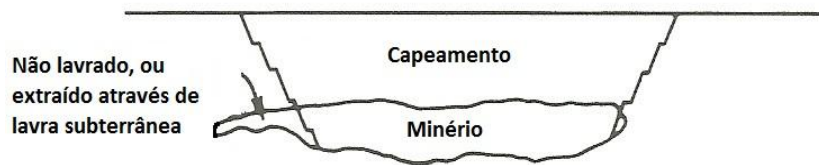


Figura 6.2.a: Depósito de minério maciço em terreno plano

Fonte: Traduzida de HARTMAN e MUTMANSKY (2002)

No caso de lavra subterrânea, é imprescindível preparar várias aberturas de desenvolvimento, visando iniciar a retirada efetiva do minério. Há uma complexidade maior, principalmente para corpos de minério situados em maiores profundidades. Daí a necessidade de montar um complexo arcabouço que permita extrair a substância mineral de forma segura e rentável. Um desenho representativo de uma mina subterrânea (figura 6.2.b) mostra o corpo de minério, capa, lapa, afloramento do veio, entradas e acessos ao corpo de minério e o realce – área de lavra. O estágio de desenvolvimento é primordial para que as operações de lavra sejam conduzidas de forma segura e econômica.

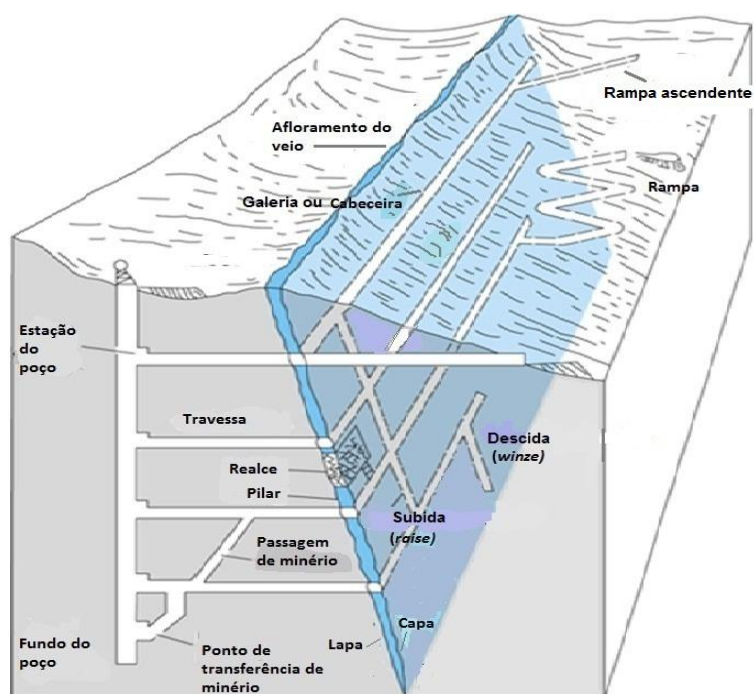


Figura 6.2.b: Aberturas em lavra subterrânea

Fonte: Adaptada e traduzida de omdtaha.blogfa.com, acesso em 10/11/2010

6.3. Lavra

O quarto estágio da mineração está associado ao aproveitamento econômico da jazida mineral com geração de receitas. É evidente que um empreendimento de mineração somente avançará se a atividade proporcionar um retorno aceitável para esta oportunidade de investimento; isto exigirá uma substancial produção de minério (ou rocha ou carvão). Nesta fase são realizados diversos trabalhos que constituem as operações unitárias de mineração – principais e auxiliares: perfuração, desmonte, carregamento, transporte, ventilação, higiene, iluminação, esgotamento etc.

6.4. Fechamento de mina (Desativação de Mina)

É o estágio final das operações mineiras, no qual são executados os trabalhos de fechamento (*closure*) de uma mina.

Em geral, uma mina é considerada desativada quando se encerra sua fase produtiva. No entanto, o fechamento pode ser interpretado como realizado a partir de um determinado instante ou:

“Ponto do tempo ao qual as revegetações tenham sido completadas, soluções químicas nocivas foram eliminadas; um grau máximo de gerenciamento tenha sido implementado e um programa de monitoramento da superfície final ou de água subterrânea tenham sido iniciados” (MUDDER e HARVEY, 1998, apud OLIVEIRA JÚNIOR, 2006).

Segundo ZYL (2009), o fechamento de mina é definido como as atividades que tomam lugar antes e depois que as operações cessam. Um planejamento de fechamento e implantação ativos durante as operações podem reduzir a quantidade de trabalho exigido no final das operações de lavra. Isso pode resultar em economia de custos ao final das operações, e um melhor resultado. Pode-se desenvolver e implantar um plano de fechamento para uma lavra a céu aberto (e outras instalações) durante as operações.

Tais planos de fechamento devem ser atualizados ao longo de toda a vida da mina, e o detalhe do plano de fechamento aumentado quando a mina se aproxima dos últimos estágios de sua vida econômica.

OLIVEIRA JÚNIOR (2006) citou os principais objetivos do fechamento de mina:

- A manutenção da estabilidade física e química do meio ambiente e proteção da saúde humana.
- Permitir a reutilização das terras outrora usadas nas operações mineiras.

A manutenção da estabilidade física implica estabilidade de taludes, de pilhas de estéril e de barragens de rejeitos, proteção contra a erosão e transporte de particulados e sedimentos à jusante etc. No caso da estabilidade de taludes e pilhas de estéril, algumas medidas são necessárias, e.g., um projeto correto dos bancos e uma rede de drenagem adequada. Quanto às barragens de rejeitos, recomenda-se que sejam construídas com observância, por exemplo, de critérios hidrológicos e geotécnicos; deve-se, também, adotar um plano de monitoramento permanente das condições de estabilidade, à medida que os sucessivos diques são construídos. Nas operações de lavra subterrânea, deve-se atentar para a necessidade de fechamento das aberturas, após o encerramento das atividades.

No tocante à manutenção da estabilidade química, OLIVEIRA JÚNIOR (2006) registrou a necessidade de algumas medidas, por exemplo, a contenção de substâncias químicas contaminantes, para que não sejam introduzidas no meio ambiente sem o controle e tratamento das fontes de emissão.

O planejamento apropriado de uma mina deve incluir o custo de reabilitação ambiental como parte integrante do custo global de uma empresa de mineração; além disso, deve ser capaz de elaborar um plano de fechamento desde o início do projeto.

À vista disso, HARTMAN e MUTMANSKY (2002) recomendaram que o processo de recuperação de uma mina deve ser iniciado antes que a primeira escavação seja realizada.

A título de ilustração, dois procedimentos adotados, visando à reabilitação de áreas utilizadas nas operações mineiras, são retratados nas figuras seguintes (6.4.a e 6.4.b). Na figura 6.4.a, a cava de uma mina a céu aberto foi recuperada, preenchida com rejeito gerado no beneficiamento mineral e/ou de estéril proveniente das operações de lavra.



Figura 6.4.a: Cava preenchida, mostrando área recuperada

Fonte: WILLIAMS ET AL. (2009)

A figura 6.4.b mostra os trabalhos simultâneos de recuperação de pilhas de estéril, isto é, à medida que novas pilhas são dispostas, outras são recuperadas, reduzindo os trabalhos após o encerramento das operações da mina.



Figura 6.4.b: Recuperação simultânea de pilhas de estéril

Fonte: WILLIAMS ET AL. (2009)

OLIVEIRA JÚNIOR (2006) salientou que os custos ambientais devem ser estimados assim que as operações mineiras são iniciadas. A identificação dos custos vincula-se à localização da jazida, ou seja, uma maior proximidade dos centros urbanos exige uma maior cautela com a preservação e controle ambiental.

Além de outros problemas, a atividade de mineração traz consigo uma questão ambiental inquietante, isto é, a drenagem ácida de rocha (*acid rock drainage* – ARD) ou drenagem ácida de mina (*acid mine drainage* – AMD⁵), que afeta as pilhas de estéril, bem como os rejeitos do beneficiamento. A ARD está relacionada à extração de minérios contendo enxofre, urânio e carvão.

Segundo KUYUCAK (2001), a drenagem ácida de rocha, resultante da oxidação natural de rocha estéril e rejeitos de minérios sulfetados, tem tornado uma principal preocupação para a indústria da mineração, durante o período operacional e após o fechamento da mina. A ARD é geralmente caracterizada pela alta acidez e elevadas concentrações de metais dissolvidos e sulfatos. Se a geração de ácido não puder ser

⁵ Para mais detalhes sobre AMD, consultar LOTTERMOSER (2007).

prevenida ou controlada, deve ser tratada para eliminar a acidez e reduzir a concentração de metais pesados e sólidos suspensos antes da liberação para o meio ambiente.

É conveniente reiterar que:

“(...) A drenagem ácida resulta da oxidação natural de minerais portadores de enxofre, quando expostos à ação combinada da água e do oxigênio, em geral na presença de bactérias. A ARD ou AMD é caracterizada pela elevada acidez e altas concentrações de metais com Al, Ca, Mg, Cu, Fe, Mn e Zn, oxianions (sulfato, arsenato, arsenito) e compostos residuais orgânicos (no caso de carvão). O ácido sulfúrico é gerado, principalmente, pela oxidação da pirita (FeS₂) (...)”. (CIMINELLI, 2006).

7. Métodos de lavra

A escolha de um método aplicável a uma jazida mineral depende de uma série de condicionantes, mas as características espaciais das jazidas exercem um papel fundamental na escolha entre a lavra a céu aberto e a lavra subterrânea. São várias técnicas empregadas na extração do minério e estéril, em conformidade com os diversos fatores inerentes ao depósito.

HARTMAN e MUTMANSKY (2002) – com base em alguns autores – elencaram vários fatores quantitativos e qualitativos na definição de um método de lavra, sendo os mais críticos: a resistência do minério e rocha encaixante, a presença de água subterrânea, e a variação de temperatura da rocha na localidade:

1. Características espaciais do depósito

Estes fatores exercem uma dominante função na seleção de um método de lavra, pois são decisivos na escolha entre lavra a céu aberto ou lavra subterrânea, interferindo na

taxa de produção, no método de manuseio de estéril e minério, e definindo o projeto da mina para o corpo de minério. Por exemplo:

- Tamanho (especialmente altura, espessura etc)
- Forma do corpo de minério (tabular, lenticular, massiva ou irregular)
- Atitude (mergulho ou *dip*)
- Profundidade (valores médios ou extremos, relação estéril / minério – *stripping ratio*)

2. Condições geológicas e hidrológicas

As características geológicas do minério e rocha encaixante afetam na definição de um método de lavra. Os aspectos hidrológicos interferem na drenagem e exigências de bombeamento nas operações subterrâneas ou a céu aberto.

3. Propriedades geotécnicas (mecânica dos solos e mecânica das rochas)

As propriedades do minério e estéril são fatores cruciais na seleção de equipamentos em lavra a céu aberto e escolha da classe dos métodos subterrâneos (não suportados, suportados artificialmente e abatimento). Dentre as propriedades:

- Estado de esforço (pré-lavra, pós-lavra)
- Outras propriedades interferindo na competência (densidade, vazios, porosidade, permeabilidade, umidade etc.)

4. Considerações econômicas

São fundamentais na escolha de um método de lavra, uma vez que fatores econômicos afetam a produção, investimento, fluxo de caixa, período de retorno e lucro. Por exemplo:

- Reservas (massa e teor)
- Escala de produção
- Vida da mina

5. Fatores tecnológicos

Objetiva-se encontrar a melhor combinação entre as condições naturais e o método de lavra. Métodos específicos podem ser excluídos por causa de seus efeitos adversos nas operações posteriores – por exemplo, processamento, fusão, problemas ambientais etc.

6. Problemas ou preocupações ambientais

A situação econômica, os aspectos políticos, sociais e físicos devem ser considerados na seleção de uma determinada técnica de lavra.

- Controle do terreno, a fim de manter integridade das aberturas
- Efeitos de subsidência ou abatimento na superfície
- Controle atmosférico (ventilação, controle da qualidade do ar, controle de umidade e calor)
- Disponibilidade de áreas apropriadas para a disposição de estéril
- Mão-de-obra (disponibilidade, treinamento, sustento, condições da comunidade)
- Condições comparativas de segurança na escolha do método de lavra adequado.

Com base nos fatores citados, os métodos de lavra são divididos em lavra a céu aberto e lavra subterrânea.

7.1. Métodos de Lavra a Céu Aberto

O método de lavra a céu aberto é geralmente empregado na exploração de uma jazida mineral que repousa perto da superfície, e cuja relação estéril / minério (*stripping ratio*)

permita o seu aproveitamento econômico. À medida que as operações tornam-se mais complexas, maiores são os custos envolvidos nas atividades de lavra.

Para MORRISON e RUSSELL (1973), a lavra em superfície – a céu aberto – permite uma ampla flexibilidade em produção, à qual inclui a habilidade para lavar seletivamente e, o potencial para 100% de extração do minério, dentro dos limites da cava (*pit*). Assim, menos mão-de-obra é exigida, pois a mecanização permite alta produção unitária, e maior segurança do que a lavra subterrânea.

É evidente que, além das vantagens inerentes à lavra a céu aberto, há também aspectos negativos. Existem problemas ambientais decorrentes da atividade: pó, ruído, sobrepressão atmosférica e vibrações geradas pela detonação, principalmente, quando as operações localizam-se perto de zonas urbanas. Outro inconveniente é o impacto visual causado pelas atividades de lavra.

Há diversos métodos de lavra a céu aberto, cuja classificação refere-se às técnicas usualmente empregadas no Brasil:

- Lavra em bancadas (*Open pit ou open cut*)
 - Em encosta
 - Em cava
- Lavra de rocha ornamental (*Quarrying / Dimensioned stones mining*)
- Lavra por tiras ou em fatias (*Open cast ou strip mining*)
- Lavra de aluvião (*Alluvial mining ou placer*)
 - Desmonte hidráulico (*Hydrauliclicking*)
 - Dragagem (*Dredging*)
- Lavra por dissolução (*Solution mining*)

O método de lavra a céu aberto em bancadas apresenta pontos positivos e negativos associados às suas operações. Isso pode ser visto na tabela 7.1.

Tabela 7.1: Vantagens e desvantagens de lavra a céu aberto em bancadas

VANTAGENS DE LAVRA A CÉU ABERTO (EM BANCADAS)	DESVANTAGENS DE LAVRA A CÉU ABERTO (EM BANCADAS)
Mais barato e mais simples lavar	Problema de grande disposição de estéril
Economias de escala	Potencial para alta diluição
Custo de capital mais baixo por tonelada anual	Maior impacto ambiental
Ambiente de trabalho mais seguro	Oxidação do minério
Mais alta recuperação do minério	Condições de tempo adversas

Fonte: traduzida de RUDENNO (2009)

7.2. Métodos de Lavra Subterrânea

São aplicados a depósitos de minérios cuja profundidade inviabiliza economicamente a lavra a céu aberto. Os métodos de lavra dependem de uma série de fatores, por exemplo: forma, tamanho e disposição do corpo de minério, sua profundidade, estabilidade do minério e da rocha encaixante.

A figura 7.2 mostra o desenho de uma mina subterrânea – formada por um complexo arcabouço – para a extração de uma substância mineral que repousa em profundidade.

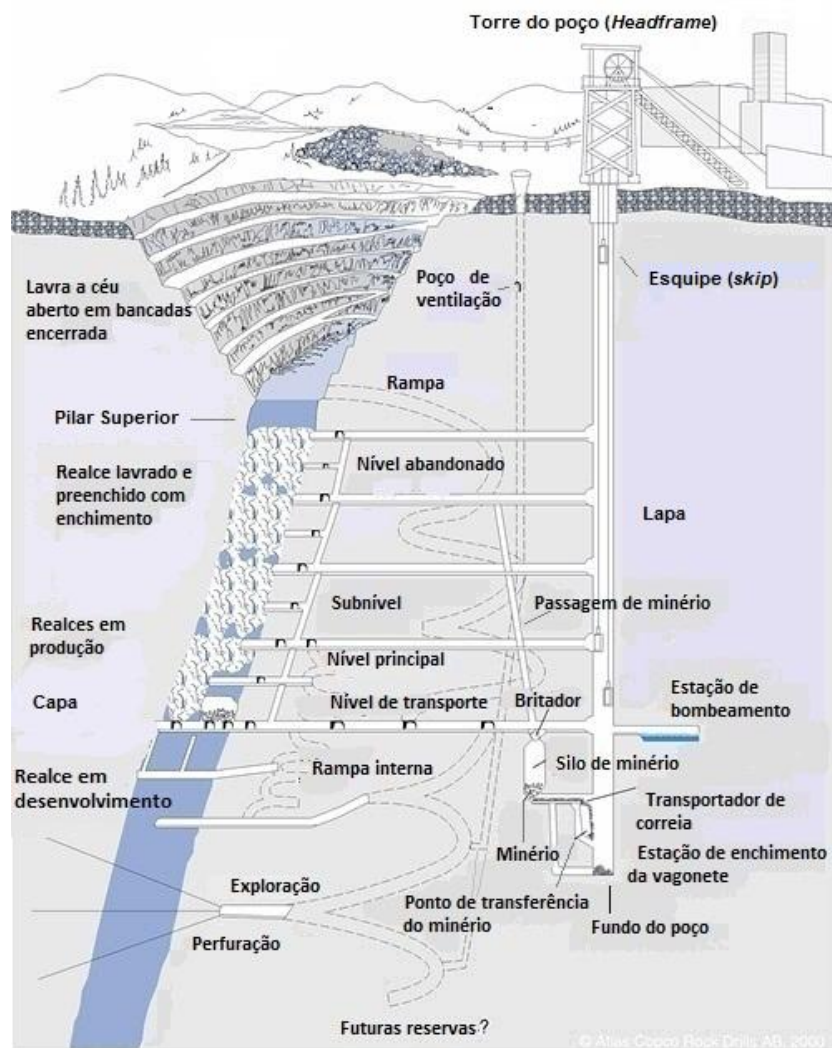


Figura 7.2: Desenho de uma mina subterrânea

Fonte: traduzida de www.atlascopco.com. Acesso em 14/04/2011

São vários métodos aplicados à lavra subterrânea, os quais podem ser classificados em:

- Métodos com Realces Autoportantes
 - Câmaras e pilares (*Room-and-pillar mining*)
 - Recalque (*Shrinkage stoping*)
 - Subnível (*Sublevel stoping*)
 - Recuo por crateras verticais (*VCR – Vertical crater retreat*)

- Método Suportado
 - Corte e Enchimento (*Cut-and-fill stoping*)

- Métodos com Abatimento
 - Abatimento por subníveis (*Sublevel caving*)
 - Abatimento por Blocos (*Block caving*)
 - *Longwall mining*

Há uma série de fatores determinantes na escolha de um método de lavra subterrânea. Desse modo, com base em TATIYA (2005), alguns destes fatores são mostrados:

- Forma e tamanho do depósito
- Espessura do depósito
- Inclinação do depósito (*Dip*)

É um fator relevante na escolha de um método de lavra subterrânea. TATIYA (2005) elaborou uma classificação dos depósitos com relação à inclinação:

- a) Depósito com leve inclinação (*flat dipping*): 0° a menor que 20°
- b) Depósitos inclinados (*inclined dipping*): de 20° a $< 50^\circ$
- c) Depósitos muito inclinados (*steeply inclined dipping*): excedendo 50°

“Esta classificação implica a forma de manuseio do material fragmentado:

a) $> 50^\circ$: fluxo por gravidade

b) $< 20^\circ$: transporte por veículos sobre rodas

c) Médio: rastelamento por gravidade ou pilhas para veículos”

(SILVA, 2010)

- Características físicas e mecânicas do minério e rochas encaixantes

- Presença de distúrbios geológicos e influência da direção de juntas e rupturas
- Grau de mecanização e produção exigida
- Teor do minério e sua distribuição e valor do produto
- Profundidade do depósito
- Presença de água
- Presença de gases
- Susceptibilidade do minério e rochas encaixantes à formação de empedramento (*caking*) e oxidação

8. Estudos de Preço, Mercado e Escala de Produção

Neste item, são abordados aspectos gerais de preço e mercado, bem como regras práticas empregadas na estimativa de escala de produção.

8.1. Preço

Objetiva-se apresentar vários aspectos relativos aos preços das *commodities*, afinal trata-se de uma variável de primordial importância para a avaliação econômica de empreendimentos de mineração, visto que a indústria mineral é caracterizada pela maior volatilidade dos preços dos bens minerais, quando se analisa outros tipos de indústrias; isto em decorrência das peculiaridades pertinentes à indústria da mineração. A atividade mineral é suscetível a ciclos, principalmente, devido a oscilações nos preços dos bens minerais.

RUDENNO (2009) afirmou que o nível de exploração e, mais importante, o sucesso de exploração declinaram de forma acentuada nos anos 90 do século passado, e o impacto dos baixos preços das *commodities* restringiram a disponibilidade de fundos, portanto refletindo em uma considerável redução de novos empreendimentos mineiros. Houve uma recuperação no setor a partir de 2004, ocorrendo um aumento de 200% entre 2005

e 2007 – cujo período foi denominado “Super Cycle” –, isto é, um ciclo muito positivo (figura 8.1).

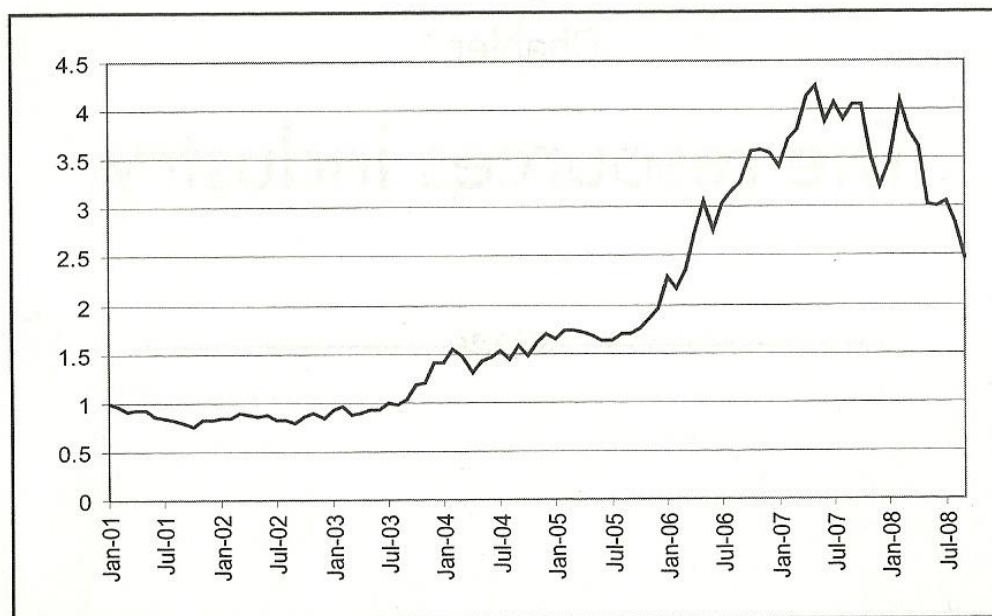


Figura 8.1: Índice de preços dos principais metais base (*base metals*)

Fonte: RUDENNO (2009)

Na figura 8.1, observa-se que o “boom” ocorrido na mineração corresponde ao período de aumento de preços dos metais base, em função da demanda crescente, puxada principalmente pela China e Índia, sobretudo a China.

Ressalte-se a dificuldade de previsão dos preços das *commodities* minerais. Isso foi observado recentemente, quando os preços sofreram uma queda em função da crise financeira mundial, com perspectiva de recessão econômica e redução da demanda, principalmente nos Estados Unidos e União Europeia.

Em relação à previsão de preços para avaliação de projetos, WELLMER, ET AL. (2008) afirmaram que, geralmente, o desenvolvimento histórico de preço de um metal específico (ou no preço das *commodities* em geral) deve ser empregado como base para projeções; para esse fim, há uma fonte confiável, ou seja, o livro de consulta “*Metal*

Statistics”, produzido pelo “*World Bureau of Metal Statistics* na Inglaterra. Ademais, deve-se observar as seguintes regras práticas (*rules-of-thumb*):

- Nunca escolha um preço de pico. Tempos de “*boom*” não duram para sempre.
- Alguns metais têm preços do produtor, por exemplo, o preço do produtor para zinco ou os preços do produtor para Ni, Mo, e Al. Flutuações de preços do produtor são menos erráticas do que movimentos de preço em bolsas de metais. Portanto, é recomendável escolher um preço próximo ao preço do produtor.

Os preços dos bens minerais suscitam o emprego de diversas técnicas de estimativas. FERREIRA e ANDRADE (2004) citaram a aplicação da análise de regressão, onde os fatores intervenientes na oferta e demanda dos bens minerais são considerados. Ao identificar o volume de reservas e correspondentes custos de produção de outras empresas, aliada à demanda projetada, pode-se projetar o preço mínimo passível de ocorrência para uma dada substância mineral.

De acordo com RUDENNO (2009), a incerteza gerada pela volatilidade nos preços de *commodity* e as taxas de câmbio são de preocupação para o gerenciamento, por causa do possível impacto negativo sobre a receita e, conseqüentemente, na rentabilidade para uma empresa e seus projetos. A receita é obtida através do resultado da multiplicação do preço pelo volume da *commodity* vendida. Como a maioria das *commodities* é vendida em dólares americanos, daí a importância da taxa de câmbio para os países, por exemplo, a Austrália. Os preços de *commodities* estão fora do alcance do controle das empresas de mineração e, como os orçamentos e planos são realizados com base nos preços futuros de *commodities*, a incerteza aumenta a dificuldade de planejamento futuro.

A complexidade na determinação dos preços é motivo de muitos estudos ao longo dos anos. São vários aspectos intervenientes na formação dos preços. Assim, este projeto de pesquisa objetiva relatar alguns fatores determinantes no equilíbrio de preços. A previsão de preços não é uma tarefa fácil, pois é repleta de meandros.

“O preço é, sem dúvida, o dado mais relevante em uma avaliação econômica. É, ao mesmo tempo, a variável mais complexa de ser estimada, salvo raras exceções, como nos casos em que a oferta é atomizada, o bem mineral é abundante e o preço praticado no mercado já alcançou uma relativa estabilidade; exemplo: minério de ferro. Mesmo assim, a entrada em operação de uma grande mina pode provocar desequilíbrio entre a oferta e a demanda e, conseqüentemente, alteração no preço” (FERREIRA; ANDRADE, 2004).

Na avaliação econômica de projetos de mineração, o preço da substância mineral exerce um papel substancial, merecendo uma atenção especial; pois segundo FERREIRA e ANDRADE (2004), resultados não condizentes com a realidade podem ocorrer em uma análise econômica, e um desvio no preço de um bem mineral pode alterar substancialmente o resultado da análise. Por um lado, um preço superestimado pode proporcionar um retorno duvidoso do projeto; por outro lado, um preço subestimado pode implicar rejeição de um projeto, que seria um investimento rentável.

Os preços das *commodities* minerais são formados pela lei da procura e oferta, mas existem outros fatores envolvidos: a escassez, a natureza de uma determinada substância mineral, o custo de obtenção do bem mineral e a existência de produtos concorrentes e substitutos. O preço ideal para a venda de uma substância mineral é aquele que cobre os custos de produção e proporciona o retorno desejado a uma empresa de mineração.

Para RUDENNO (2009), a diferença relativa de preços entre *commodities* não é somente um reflexo do nível em curso da demanda e oferta, que tem um impacto sobre os níveis de estoques e, daí, movimentos de preços de curto prazo, mas também à escassez relativa de um determinado mineral.

Segundo JIMENO e REVUELTA (1997), estimar os preços de venda das substâncias a produzir, bastantes anos antes do início das operações da mina e durante o período

operativo destas, consiste em uma das mais difíceis tarefas, se não, a mais complexa, na etapa de estudo de viabilidade de uma exploração. A evolução dos preços das substâncias minerais pode ser decomposta, de uma forma geral, segundo três horizontes:

- Curto prazo: As flutuações das cotações são motivadas pelos movimentos especulativos, originados pelas expectativas dos agentes de bolsa e movimentos dos estoques (*stocks*).
- Médio prazo: Manifesta-se a evolução cíclica dos preços, que pode estar vinculada com os ajustes entre produção e consumo, e com a conjuntura econômica dos países industrializados.
- Longo prazo: Depende da existência de fenômenos de substituição no consumo da substância considerada e da evolução do custo marginal da produção.

EVANS (1993) apontou algumas forças determinando preços: demanda e oferta, ação de governo, cartéis, reciclagem, substituição e nova tecnologia.

GENTRY e HREBAR (2003) observaram que a indústria da mineração opera em um ambiente econômico com características singulares e, embora alguns desses aspectos possam ser suportados em comum com outras indústrias, a combinação dos fatores orienta para um ambiente único de negócios. Os aspectos são apresentados do lado da oferta e do lado da demanda.

Aspectos intervenientes no lado da oferta:

- Intensidade de capital.
- Estrutura única de custo.
- Longos períodos de pré-produção.
- Depósitos únicos.
- Tecnologia envelhecida.
- Ativos esgotáveis.
- Competição internacional.

- Reciclagem.

Os aspectos distintivos do lado da demanda:

- Demanda derivada.
- Natureza não diferenciada de metais.
- Crescimento lento.

RUDENNO (2009) assinalou que a maioria dos exportadores de *commodities* no mundo são tomadores de preços (*price takers*) em vez de definidores de preços (*price makers*). Vale dizer, os exportadores não definem preços, isto é, dependem dos preços internacionais de *commodities*; estas negociadas em um mercado competitivo. Assim, os preços são sensíveis a variações da atividade econômica global, às leis do mercado – oferta e demanda – e aos estoques.

Na visão de ORCHE GARCÍA (1999), os mecanismos de fixação de preços dos minerais baseiam-se em valorações diversas, dependendo da natureza das substâncias minerais. O autor elaborou uma classificação – bastante conhecida – em função de sua valoração e comercialização:

- 1) Minerais metálicos.
- 2) Minerais energéticos.
- 3) Minerais Industriais.
- 4) Rochas Industriais.

Ainda segundo o autor referido, cada um desses grupos tem uma política de fixação de preços distinta do resto. Inclusive, dentro de cada grupo existem diferenças notáveis entre uma e outra substância.

As diferenças entre substâncias minerais são devido às características intrínsecas de cada substância mineral (e.g., estrutura interna, composição química, associação com

outras partículas minerais, presença de elementos-traço, teor do(s) metal (ais) de interesse).

Existem diferentes produtos comercializados na indústria da mineração, v.g., minerais brutos (*run-of-mine*), concentrados – produtos obtidos do tratamento de minérios –, que são vendidos para a metalurgia, minerais energéticos e, ainda, os minerais não metálicos – com ampla gama de substâncias minerais –, os quais apresentam crescente participação no setor mineral, principalmente, os agregados para a construção civil.

De acordo com FERREIRA e ANDRADE (2004), há frequentemente uma oscilação de preços para a maioria dos minerais metálicos, dificultando a previsão de preços. Por outro lado, os minerais não metálicos, em geral, apresentam preços mais estáveis, ainda assim, suscetíveis a oscilações bruscas, sobretudo para os bens comercializados no mercado internacional.

Para ORCHE GARCÍA (1999), o preço final do concentrado ou produto que cumpre as especificações mínimas de qualidade, calcula-se de forma quase individualizada para cada substância. No caso de minerais metálicos, por exemplo, os seguintes aspectos devem ser considerados:

- Preço oficial do metal segundo o London Metal Exchange (LME).
- Qualidade.
- Quantidade.
- Lugar e condições de entrega (CIF, FOB etc.).
- Gastos de fusão.
- Forma de pagamento.
- Penalizações por impurezas.
- Transporte.

Há inúmeras fontes que auxiliam na previsão de preços de *commodities* minerais. ORCHE GARCÍA (1999) relatou a existência de abundantes referências dos mercados

nacionais e internacionais em revistas especializadas, associações de produtores, cotações oficiais de determinadas substâncias etc. Por exemplo, as revistas *Metals Week* (Nova Iorque) e *Metal Bulletin* (Londres) para os minérios metálicos; *Coal Age* (Nova Iorque), *Industrial Minerals* (Londres) para minerais não metálicos etc. Os minerais metálicos são cotados em bolsas especializadas, das quais, duas das mais importantes são a bolsa de *commodities* de Londres (*London Metal Exchange – LME*) e a bolsa de *commodities* de Nova Iorque (*New York Commodity Exchange – COMEX*).

No que concerne às transações comerciais, os preços FOB (*free on board* – livre a bordo do navio), CFR (*cost and freight* – custo e frete) e CIF (*cost, insurance and freight* – custo, seguro e frete) são fórmulas contratuais utilizadas no comércio internacional, às quais impõem direitos e obrigações tanto ao exportador quanto ao importador.

“A principal função dessas fórmulas é precisar em que momento o exportador cumpriu suas obrigações, de modo que se possa dizer que, do ponto de vista legal, as mercadorias foram entregues ao importador e que o exportador tem direito a receber o pagamento estipulado” (RATTI, 2001).

Existem dois conjuntos consolidados de fórmulas usuais no comércio internacional, a saber: “*Definições Americanas Revisadas para o Comércio Exterior, 1941*” (*Revised American Foreign Trade Definitions, 1941*) e *Incoterms (International Commercial Terms)*.

De acordo com RATTI (2001), “*As Definições Americanas*” surgiram do XXVII Congresso Nacional do Comércio Exterior, com sede nos Estados Unidos em 1940. Embora ainda empregadas nas transações internacionais dos EUA, há tentativas de substituição pelos *Incoterms*.

Os termos comerciais – *Incoterms* – surgiram em 1936, após a Câmara de Comércio Internacional (sediada em Paris) consolidar e interpretar as fórmulas contratuais

vigentes nas transações comerciais entre exportadores e importadores. Esse conjunto de normas sofre alterações, comumente a cada dez anos. Os Incoterms 2010 entraram em vigor a partir de 1º de janeiro de 2011, reduzindo as treze fórmulas anteriores para 11 fórmulas.

Para os termos de uso exclusivo em meios de transporte marítimo ou águas internas (FOB, CFR e CIF), a nova revisão atribuiu a obrigação do vendedor da entrega da mercadoria “**a bordo do navio**”, encerrando uma disputa sobre a responsabilidade antes ou depois da linha perpendicular imaginária (amurada do navio) que havia no termo FOB.

Embora não seja a intenção descrever todas as fórmulas usadas no comércio internacional, alguns aspectos relativos aos termos FOB, CFR e CIF são aqui relatados.

FOB (*Free on Board*) – livre a bordo do navio

Segundo RATTI (2001), é a fórmula mais empregada na exportação no país.

As responsabilidades do vendedor dizem respeito às despesas e riscos por perdas e danos, até que o bem seja colocado a bordo do navio nomeado pelo comprador, no porto de embarque designado.

A responsabilidade do comprador está vinculada à contratação e pagamento do valor do frete, assim como a contratação e pagamento do valor do seguro, além da assunção de todas as despesas e riscos após a entrega do bem a bordo do navio, no porto de embarque.

Esta cláusula é empregada em transporte marítimo ou aquaviário interior. Em outras modalidades de transporte – incluindo transporte intermodal ou multimodal, isto é, o emprego combinado de distintos meios de transporte – deve-se utilizar o termo FCA – *free Carrier* – transportador livre (até o local determinado).

CFR (*Cost and Freight*) – custo e frete

Nesta condição, ao preço contratado, todas as despesas necessárias para a colocação do bem ou mercadoria a bordo do navio, assim como o valor do frete ao porto de destino designado, são assumidos pelo vendedor.

Cabe ao comprador, contratar e pagar o seguro do bem transportado e gastos com o desembarque. A responsabilidade – por riscos e danos, após o bem ser colocado a bordo do navio – é do comprador.

RATTI (2001) salientou que os chamados “pontos críticos” inerentes à repartição de despesas e riscos, respectivamente, não são coincidentes. A explicação é a seguinte: ainda que o vendedor arque com as despesas de transporte até o porto de destino nomeado, a responsabilidade por risco ou dano é atribuída ao comprador ainda no porto de embarque.

Para outra modalidade de transporte, deve-se utilizar a cláusula CPT – *carriage paid to* – transporte pago até (local de destino designado).

CIF (*Cost, Insurance and Freight*) – custo, seguro e frete

Segundo RATTI (2001), trata-se de um termo de aplicação universal.

Nesta cláusula, o vendedor é responsável – ao preço contratado – pelas despesas de colocação da mercadoria ou bem a bordo do navio, assim como o seguro marítimo e frete, até que o bem chegue ao porto de destino designado.

O comprador assume todas as despesas após o recebimento da mercadoria no porte de desembarque, e.g., impostos, taxas, direitos aduaneiros etc. Além disso, todos os riscos após a mercadoria ou bem ser colocado a bordo do navio, no porto de embarque, são atribuídos ao comprador.

Também nesse termo, RATTI (2001) afirmou que os “pontos críticos” para a repartição de riscos e despesas não são coincidentes.

Para outras modalidades de transporte, utiliza-se a cláusula CIP – *Carriage and Insurance Paid to* – transporte e seguro pagos até (local de destino convencionado).

8.2. Mercado – Aspectos Gerais

O estudo de mercado constitui-se em um fator de primordial importância para o êxito de um empreendimento mineiro. A análise de mercado permite definir a escala de produção ótima, avaliar o preço e os consumidores para os bens minerais produzidos por uma empresa de mineração.

Quando se pensa em análise de mercado, algumas questões são levantadas; as respostas devem ser objetivas e reais, a fim de proporcionar uma correta mensuração dos resultados econômicos de uma alternativa de investimento. Assim:

- 1) Para quem vender: o mercado deverá absorver o produto mineral.
- 2) Por qual preço: deve-se prever o nível de preço do bem mineral; a partir da análise de mercado, com base nas reservas explotáveis, determina-se a escala de produção.
- 3) Quanto produzir: conhecer a demanda da *commodity* mineral, e analisar a oferta de produtos similares ou substitutos. Analisa-se a concorrência, a fim de conhecer melhor o mercado.

Diante da importância do mercado de bens minerais, algumas considerações são de primordial importância:

“O estudo de mercado apresenta características próprias; tais como:

- *Especificações requeridas pelos consumidores;*

- *Análise da oferta, diante dos projetos existentes e em implementação;*
- *Demanda reprimida pela inexistência de matéria-prima no país, ou pela sua disponibilidade insuficiente;*
- *Influência do local onde se encontra a jazida, seja pela sua posição geográfica, seja pelos recursos de infraestrutura e transporte;*
- *Influência da política governamental e da legislação, sobre a comercialização (ex. contingenciamento de preços e/ou importação), preços de venda e utilização dos produtos minerais;*
- *Meios de transporte e custo de frete;*
- *Existência de estoques reguladores” (FERREIRA; ANDRADE, 2004).*

A localização de um depósito é vital para a implantação de um empreendimento de mineração, uma vez que a infraestrutura para a abertura de uma mina pode representar um entrave para o sucesso de um projeto. Outro aspecto é fundamental: o estudo de mercado não é flexível. Uma vez estimado, torna-se extremamente difícil fazer correções, o que pode comprometer o sucesso de um empreendimento. Isto pode ser evidenciado na seguinte observação:

“Além de ser uma etapa determinante, o mercado tem uma importância particular pela quase impossibilidade de ser corrigido, depois que o projeto for executado. Dentro de certos limites, os erros em outras etapas, como por exemplo no dimensionamento do Investimento ou na Engenharia, corrigem-se por um aumento do capital ou mudança de equipamentos, respectivamente. Mas o erro no mercado pode ser crítico para o funcionamento da empresa, se o estudo projetar uma procura superior à realidade. No caso de projetar uma procura bastante inferior o estudo de mercado será o responsável por uma redução do lucro possível caso fosse utilizada uma maior escala de produção” (BUARQUE, 1984).

No tocante ao comércio de bens minerais, Rudenno (2009) apresentou uma classificação em quatro tipos principais (tabela 8.2.a):

Tabela 8.2.a: Produtos comerciáveis

Produto comerciável	Exemplos principais
Minério bruto	Minério de ferro (<i>lump</i> e finos), carvão não lavado, bauxita.
Concentrados	Pelotas de minério de ferro, carvão lavado, alumina, cobre, chumbo, zinco, níquel, estanho, tungstênio, titânio etc.
Minério fundido	Ferro gusa (<i>pig iron</i>), coque, alumina, cobre <i>blister</i> , chumbo bruto, mate de níquel.
Produto refinado	Aço e metais básicos refinados.

Fonte: Traduzida de RUDENNO (2009)

De acordo com RUDENNO (2009), alguns produtos exigem pouco tratamento e, em muitas situações, englobam grandes massas negociadas através de contratos de longo prazo (*long-term evergreen contracts*), com preços renovados anualmente.

Um exemplo característico é o minério de ferro, cujos preços oscilaram nitidamente em recentes anos.

A indústria da mineração – nos últimos anos – tem aumentado significativamente a produção de bens minerais, refletindo no aumento da demanda por equipamentos de mineração e acessórios e, isso acarretou em algumas situações, um gargalo nas operações mineiras.

Diante desse quadro, RUDENNO (2009) apresentou – com base em dados da empresa mineradora Rio Tinto – estimativa de aumento no tempo de entrega de equipamentos de mineração, na primeira metade de 2008, de acordo com a tabela 8.2.b.

Tabela 8.2.b: Tempo de entrega de equipamentos

Tipo de equipamento	Tempo de entrega normal (anos)	Tempo recente de entrega (anos)
Moinhos	1,6	3,6
<i>Draglines</i>	1,5	2,9
Barcaças (Barges)	2,0	2,7
Locomotivas	1,0	2,2
Geradores de energia	1,0	2,0
Vagões	1,0	2,0
Escavadeiras a cabo (<i>rope shovels</i>)	0,8	2,0
Recuperadoras (<i>Reclaimer</i>)	1,5	2,0
Pneus	0,3	2,0
Grandes caminhões fora-de-estrada (<i>large haul trucks</i>)	0,3	2,0
Britadores	1,4	2,0
Carregadores de navio (<i>ship loaders</i>)	0,7	1,8

Fonte: Traduzida de RUDENNO (2009)

Os mercados organizados desenvolveram-se ao longo dos séculos. Atualmente, existem diversos mercados especializados para commodities, por exemplo, metais base (*base metals*) são negociados na bolsa de *commodities* de Londres (*London Metal Exchange*). Para EVANS (1993), esses mercados são compostos de especialistas compradores e vendedores, comunicando-se instantaneamente; portanto, os preços são sensíveis a qualquer mudança na demanda e oferta em escala mundial.

Segundo GENTRY e HREBAR (2003), em termos gerais, muitos metais são vendidos em um mercado competitivo ou em um mercado do produtor. Um mercado competitivo é aquele em que (1) produtores não controlam preços (i.e., os produtores são tomadores de preços), (2) os preços mudam amiúde e, às vezes, de forma significativa, e (3) os preços de curto prazo são geralmente influenciados pelo equilíbrio de curto prazo entre a demanda e a oferta. Exemplos desses mercados são: o mercado de cobre – *London Metal Exchange (LME)* –, e o mercado de sucata de ferro nos Estados Unidos. Em um mercado do produtor, (1) os preços são cotados por produtores individuais e uma empresa individual é muitas vezes o líder de preço ou ajustador (*setter*), e (2) os preços mudam menos frequentemente do que em um mercado competitivo. Quando a demanda é baixa, as empresas muitas vezes descontarão o preço cotado; quando a demanda é alta,

o produto é racionado, mas vendido ao preço do produtor. Exemplos de mercados do produtor são os mercados do alumínio e os mercados do aço de décadas passadas.

Mercado à vista (spot market)

No mercado *à vista (spot market)*, uma quantidade de metal é comprada para entrega naquele dia e o preço é denominado preço *à vista (spot price)*. RUDENNO (2009) definiu o *spot market* como o preço cotado em mercados terminais para a entrega imediata de uma *commodity*. Há o contrato do vendedor para entrega em uma data posterior, cujo acordo de preço é chamado de preço futuro (*future ou forward price*).

Contratos em andamento (evergreen contracts)

RUDENNO (2009) definiu *evergreen contract*, como o contrato em andamento onde termos e condições são renovados anualmente. No caso de minério de ferro, geralmente, é negociado mediante *evergreen contracts* com volumes e preços renegociados por volta de abril de cada ano.

Mercados futuros (futures markets)

Em relação aos mercados futuros (*futures markets*), RUDENNO (2009) observou que eles foram originalmente estabelecidos em Londres, para oferecer uma oportunidade para compradores e vendedores fixarem um preço no futuro, e contratar para fornecer e aceitar a entrega naquele preço e naquela data futura. Portanto, é possível para as empresas de recursos a venda de certas *commodities* no futuro a um preço fixo. Os preços são definidos diariamente nas bolsas, e as empresas podem comprar ou vender contratos através de corretores. Existem várias principais bolsas de *commodities*, por exemplo, a bolsa de Chicago (*Chicago Mercantile Exchange – COMEX*) fundiu-se com a bolsa de Nova Iorque (*New York Mercantile Exchange – NYMEX*), além da bolsa de *commodities de Londres (London Metal Exchange – LME)*.

Exemplos de *commodities* de metais base (*base metals*) negociadas na LME são mostrados na tabela 8.2.c.

Segundo RUDENNO (2009), há aspectos importantes a serem observadas nos mercados futuros, a saber:

- Mercados futuros (mercados a termo ou para entrega futura) não são disponíveis para todas as *commodities* minerais. É essencial que as *commodities* sejam produzidas a um padrão definido, de modo que elas sejam facilmente trocáveis, e que existam mercados terminais, nos quais os preços à vista (*spot prices*) possam ser rapidamente obtidos. Por exemplo, embora tentativas malsucedidas tenham sido feitas no passado, mercados futuros para carvão não existem formalmente, devido à grande variedade de qualidades de carvão.
- A liquidez é importante, de maneira que os preços futuros (*forward prices*) possam ser determinados. Na tabela 8.2.c, um preço para estanho não foi disponível para entrega no tempo de 27 meses, como havia provavelmente insuficientes compradores ou vendedores para estabelecer um mercado. Além disso, as bolsas somente negociarão contratos em determinados períodos de tempo: isto é, 3, 15 e 27 meses à frente, no caso da LME conforme a tabela 8.2.c.
- Preços futuros ou a prazo são ditos estar em *contango* quando o preço futuro é mais alto do que o preço atual ou à vista (*spot price*), ou em *backwardation*, quando o preço futuro está com um desconto ao preço à vista (*spot price*). Para o cobre, o preço de três meses está em *backwardation* enquanto o preço de três meses para o alumínio está em *contango*.

RUDENNO (2009) acrescentou, por exemplo, que o prêmio ou desconto é uma função do nível de percepção de demanda e oferta futuras.

Tabela 8.2.c: *Commodities* minerais comumente comercializadas na bolsa de Londres (*London Metal Exchange – LME*)

Commodity	Preço	Mercado à vista (Spot)	3 meses	15 meses	27 meses
Alumínio	US\$/t	1.970	2.005	2.180	2.323
Cobre	US\$/t	3.990	3.989	4.105	4.195
Chumbo	US\$/t	1.468	1.471	1.503	1.527
Níquel	US\$/t	11.300	11.500	11.940	12.380
Estanho	US\$/t	13.850	13.610	13.370	-
Zinco	US\$/t	1.090	1.125	1.213	1.287

Fonte: Traduzida de RUDENNO (2009)

Em se tratando de *commodities* minerais tais como, ferro, cobre e chumbo etc., pode-se imaginar sempre a existência de mercado para estes produtos, embora eles estejam sujeitos a flutuações de preços e crises econômico-financeiras, fato verificado na recente crise de crédito em escala global em 2008.

No entanto, segundo WELLMER ET AL. (2008), o acesso fácil e irrestrito ao mercado não pode ser assumido para *commodities* de alta tecnologia (*high-tech*) como terras raras ou metais eletrônicos (*electronic metals*) – como germânio, selênio, índio ou telúrio etc. O mercado é limitado e, frequentemente, dominado por poucos compradores. Então, para esses bens minerais, restrições de mercado devem ser consideradas nos estágios iniciais de exploração. Nesses casos, a rota preferida é formar uma “*joint venture*” com um produtor que já está estabelecido no mercado para essa específica *commodity* mineral, e deixá-lo decidir a possível quantidade, à qual pode ser absorvida pelo mercado. Portanto, determina-se a capacidade de uma mina planejada. A alternativa é realizar uma pesquisa de mercado já nos estágios iniciais de exploração.

Do exposto, verifica-se que as *commodities* minerais de alta tecnologia são, principalmente, obtidas como subprodutos de outros bens minerais. Como exemplo WELLMER ET AL. (2008) citaram o gálio obtido da bauxita e o germânio de concentrados de zinco.

Mercado de agregados

O mercado de agregados para a construção civil é promissor, visto que movimenta uma receita expressiva para a indústria de rochas e minerais industriais. Isto se deve à sua utilização em áreas vitais para o desenvolvimento de um país, ou seja, estas substâncias minerais são consumidas em obras de infraestrutura, a saber: saneamento básico, construção de hidrelétricas, construção de ferrovias e rodovias e na construção de moradias etc.

FERREIRA e PEREIRA (2009) registraram que os agregados para a construção civil apresentam o maior consumo de bens minerais e, portanto, os mais significativos em relação às quantidades produzidas em escala global. A areia e a brita são bens minerais abundantes, com baixo valor unitário, todavia seu consumo representa um relevante indicador do nível socioeconômico de um país.

Assim, considerando o papel de destaque desse setor para a indústria mineral brasileira, são apresentadas algumas características dos agregados para a construção civil, com base em FERREIRA e PEREIRA (2009):

- Um baixo valor unitário comparado com os demais minerais industriais;
- Um número significativo de ocorrências;
- A jazida deve estar próxima ao mercado consumidor a fim de viabilizar a produção; baixo investimento financeiro;
- Um volume de produção considerável, indicando a presença de muitos produtores;
- A pesquisa geológica é simples, com pouco uso de tecnologia;
- Mercado regional, com mercado internacional inexpressivo ou inexistente.

Para uma melhor visão a respeito dos agregados minerais, é importante destacar um excerto da publicação do IBRAM (Instituto Brasileiro de Mineração): *Informações e Análises da Economia Mineral Brasileira - 5ª Edição (2010)*:⁶

“O termo “agregados para a construção civil” é empregado no Brasil para identificar um segmento mineral que produz matéria-prima mineral bruta ou beneficiada de uso imediato na indústria da construção civil.”

8.3. Escala de Produção

Em um estudo de avaliação econômica, após o conhecimento das reservas lavráveis e efetuada uma análise de mercado, o próximo passo é a definição da escala de produção (produção anual), a fim de calcular as receitas de venda de um bem mineral e os custos relativos às operações mineiras. A taxa de produção está associada à capacidade de produção de uma substância mineral ao longo de um tempo definido; a sua estimativa depende de vários condicionantes: distribuição espacial da jazida mineral, reservas lavráveis, método de lavra, preço e mercado dentre outros fatores. A estimativa de escala de produção para projetos de mineração pode ser efetuada com o uso de regras práticas difundidas, sobretudo, em países de forte tradição mineira.

Segundo MACKENZIE e DOGGETT (2000), a escala de produção da mina e a capacidade de produção da planta de processamento – beneficiamento –, normalmente, são especificadas em toneladas métricas (*tonnes*) de minério por ano. A capacidade pode ser expressa em várias outras formas. As ligações a outros três tipos de capacidade são as seguintes:

⁶ Essa publicação apresenta dados referentes à participação da indústria da mineração no comércio exterior, além de informações relativas a diversas substâncias minerais.

- Toneladas métricas por dia, baseadas em um número de dias projetado de trabalho por ano – 250, 340, 360, ou 365 etc.
- Toneladas de produtos comerciáveis por ano, catodo de cobre ou ouro em barra (*bullion*), por exemplo, com base no teor do produto, fator de recuperação no processamento, e teor da reserva recuperável.
- Toneladas métricas de material – minério e estéril – por ano para minas a céu aberto em bancadas, com base na relação antecipada estéril: minério (toneladas de estéril: toneladas de minério).

Para ORCHE GARCÍA (1999), o nível de produção, nos estudos prévios de viabilidade, normalmente não se pode avaliar com exatidão porque os conhecimentos existentes são bastante limitados, porém, como se tem indicado, é um dado necessário, utilizado como base em um grande número de estimativas. Há várias fórmulas empíricas que propiciam determinar – com aproximação – a escala de produção ótima, em função de diversas variáveis.

Para uma estimativa da taxa de produção e vida ótima de exploração, fórmulas empíricas desenvolvidas e bastante difundidas são utilizadas, objetivando avaliações preliminares de projetos mineiros.

De acordo com REVUELTA e JIMENO (2000), a primeira fórmula é a denominada Regra de TAYLOR (1976), aplicável, em princípio, a qualquer tipo de jazida mineral e não depende do método de lavra.

Logo, a fórmula geral proposta por Taylor para o cálculo da Vida Ótima da exploração (VOE) é:

$$VOE \text{ (anos)} = 6,5 \times (\text{Reservas} - Mt)^{0,25} \times (1 \pm 0,2)$$

Para determinar o Ritmo Ótimo de Produção (ROP) ou capacidade ótima de produção:

$$ROP (Mt/ano) = 0,25 \times (Reservas - Mt)^{0,75} \times (1 \pm 0,2)$$

Sendo:

Mt = milhões de toneladas.

Agora, a fórmula de Taylor apresentada por ORCHE GARCÍA (1999):

$$P = 0,25 \times R^{0,75} \times (1 \pm 0,2)$$

Sendo:

P = produção ótima em milhões de toneladas/ano.

R = reservas lavráveis em milhões de toneladas.

JIMENO e REVUELTA (1997) relataram que um engenheiro canadense, BRIAN MACKENZIE (1982), propôs fórmulas similares às anteriores, porém distinguindo o método de lavra empregado e, incluindo, o intervalo de produção em que são aplicáveis. Essas fórmulas são surpreendentemente simples e interessantes, porém não foi especificada a base estatística ou método utilizado para sua determinação.

Do exposto, as fórmulas – usadas na estimativa de produção anual – apresentadas por MACKENZIE e DOGGETT (2000) são expressas a seguir:

Minas subterrâneas:

$$ROP(t/ano) = 4,22 \times (Reservas - t)^{0,756}$$

Limites de aplicação:

$50.000 \text{ t/ano} < \text{Capacidade anual} < 6.000.000 \text{ t/ano}$

Minas a céu aberto:

$$ROP(\text{t/ano}) = 5,63 \times (\text{Reservas} - t)^{0,756}$$

Limites de aplicação:

$200.000 \text{ t/ano} < \text{Capacidade anual de estéril} + \text{mineral} < 60.000.000 \text{ t/ano}$

$50.000 \text{ t/ano} < \text{Capacidade anual de minério} < 30.000.000 \text{ t/ano}$

LOPEZ JIMENO (1986) apud REVUELTA e JIMENO (2000), com o intento de comprovar a validade de tais expressões, passou a reunir dados – de bibliografia especializada – de explorações mineiras de cobre, chumbo-zinco e ouro, em operação ou desenvolvimento, e efetuou diversas análises de regressão para ajustar algumas curvas do tipo potencial $y = a.x^b$, onde y é a vida estimada da exploração ou lavra e x as reservas lavráveis ou explotáveis. Assim, os resultados obtidos foram:

Cobre:

$$VOE (\text{anos}) = 5,35 \times (\text{Reservas} - Mt)^{0,273}$$

$n = 68 \text{ minas}$ e $r = 0,82$, onde r é o coeficiente de correlação.

Ouro:

$$VOE (\text{anos}) = 5,08 \times (\text{Reservas} - Mt)^{0,31}$$

$n = 36 \text{ minas}$ e $r = 0,81$

Chumbo-zinco:

$$VOE (anos) = 7,61 \times (Reservas - Mt)^{0,276}$$

$$n = 10 \text{ minas } e \ r = 0,80$$

Igualmente, realizou uma análise de regressão múltipla para considerar o teor do mineral, além das reservas, com a qualidade do mineral expressa como teor equivalente em um único metal. No caso do cobre a expressão obtida foi:

$$VOE (anos) = 4,77 \times Teor \ equivalente \ (\%Cu)^{0,1} \times Reservas(Mt)^{0,3}$$

$$n = 20 \text{ minas } e \ r = 0,87$$

REVUELTA e JIMENO (2000) esclareceram que esses estudos conduziram a algumas conclusões:

- Não existem diferenças marcantes entre as correlações dadas por Taylor e Mackenzie, e as conseguidas com dados reais de minas em projeto ou em operação.
- As curvas ajustadas, com os dados das explorações de uma mesma área ou continente, melhoram os coeficientes de correlação sensivelmente.
- Em alguns países como os Estados Unidos, Canadá, Austrália etc., os ritmos reais são superiores aos indicados por Taylor, o que mostra a influência do chamado fator de exaustão, do método de lavra, do efeito da economia de escala no aproveitamento de jazidas de baixos teores etc.
- A correlação melhora de modo substancial, com a introdução nas fórmulas, de outra variável independente como é o teor do mineral lavrado.

Como foi visto, visando a uma aproximação preliminar, pode-se, de uma maneira geral, empregar a fórmula de *TAYLOR* ou as fórmulas de *MACKENZIE* para o cálculo da vida

útil ou da escala de produção de uma mina, apesar de algumas limitações. Outra opção é utilizar regras práticas baseadas em anos de experiência na atividade de mineração, em alguns países de tradição mineira, v.g., Austrália.

Ao confirmar a importância das regras práticas, REVUELTA e JIMENO (2000) enfatizaram que todas essas fórmulas consistem uma ferramenta útil para os primeiros cálculos de viabilidade de exploração de uma jazida, no entanto elas devem ser aplicadas com cautela, e estar ciente de algumas deficiências decorrentes da omissão de toda uma gama de fatores tais como:

- Os teores dos minerais, exceto com a fórmula para o cobre.
- Os capeamentos de estéril nas minas a céu aberto.
- As recuperações metalúrgicas e os teores dos concentrados.
- Os investimentos de capital na mina, na planta e infraestrutura e os custos de produção.
- Os sistemas tributários e os incentivos fiscais.
- As limitações de espaço de trabalho disponível, a continuidade das mineralizações, taxas de avanço e aprofundamento e assim por diante.
- A capacidade de extração e as distâncias de transporte nas minas profundas e subterrâneas.

Uma aplicação da fórmula de Taylor, para a estimativa da vida útil e taxa de produção de uma mina, é mostrada a seguir:

$$\text{Vida útil (em anos)} \approx 0,2 \times (\text{reserva total esperada } 10^6 \text{t})^{0,25}$$

$$\text{Vida útil (em anos)} \approx 6,5 \times (\text{massa (em milhões de toneladas)})^{0,25}$$

A tabela 8.3, publicada por TAYLOR (1977) apud WELLMER ET AL. (2008), é usada para o cálculo da vida útil da mina.

Tabela 8.3: Tempo de vida de um depósito

Massa esperada (reservas em 10 ⁶ t)	Tempo de vida médio (anos)	Intervalo de tempo de vida (ano)	Produção média diária (t / d) ⁷	Intervalo de produção diária (t / d)
0,1	3,5	3 – 4,5	80	65 – 100
1,0	6,5	5,5 – 7,5	450	400 – 500
5	9,5	8 – 11,5	1.500	1.250 – 1.800
10	11,5	9,5 – 14	2.500	2.100 – 3.000
25	14	12 – 17	5.000	4.200 – 6.000
50	17	14 – 21	8.400	7.000 – 10.000
100	21	17 – 25	14.000	11.500 – 17.000
250	26	22 – 31	27.500	23.000 – 32.500
350	28	24 – 33	35.000	30.000 – 42.000
600	31	26 – 37	46.000	39.000 – 55.000
700	33	28 – 40	60.000	50.000 – 72.000
1.000	36	30 – 44	80.000	65.000 – 95.000

Fonte: traduzida de WELLMER ET AL. (2008)

Com base em exercício similar elaborado por WELLMER ET AL. (2008), a vida útil e a capacidade ótima da mina (escala de produção) podem ser determinadas, considerando uma reserva de 25.000.000 de toneladas de minério. Logo:

Com as relações seguintes:

$$\text{Relação (1): } n \approx 0,2 \times (25.000.000)^{0,25} = 14,14 \text{ anos}$$

$$\text{Relação (2): } n \approx 6,5 \times (25)^{0,25} = 14,53 \text{ anos}$$

Com base na tabela 8.3, considera-se a vida útil da mina de 14 anos. Assim, calcula-se a produção anual em tonelada/ano:

$$\text{Produção anual} = \frac{\text{reserva lavrável em milhões de toneladas}}{\text{vida útil média da mina (anos)}}$$

logo:

⁷ (t / d) = tonelada / dia.

$$Produção\ anual = \frac{25.000.000}{14} \approx 1.786.000\ t/ano$$

$$Produção\ diária = \frac{1.786.000}{360} \approx 4.960\ t/dia$$

Ao consultar a tabela 8.3, a produção em (tonelada/dia) está situada no intervalo correspondente a (4200 – 6000 t/d).

9. Teor Médio, Teor de Corte e Teor Crítico

Diante da importância do assunto para projetos de mineração, é conveniente definir teor médio, teor de corte e teor crítico para esclarecer as diferenças conceituais entre eles.

Teor médio

O teor médio exerce uma função relevante em um estudo de avaliação econômica, ao ser objeto de várias aplicações, por exemplo:

- Mostrar o potencial da jazida mineral;
- Definir o sequenciamento de lavra.

SILVA (2009) definiu o teor médio como “*a medida da quantidade de mineral por unidade de metal em volume ou massa e pode ser expresso na forma kg/m^3 , g/t^8 ou em percentagem por massa (metal, cinzas, voláteis etc.)*”.

De acordo com REVUELTA e JIMENO (2000), o cálculo do teor médio em uma exploração ou sondagens, ou em grupo de amostras distribuídas ao longo de uma superfície ou seção, é uma etapa imprescindível na avaliação das reservas de uma jazida. O conceito que muitas vezes se tem do teor médio é errado, pois não se trata

⁸ (g/t) = grama por tonelada.

necessariamente da média aritmética de um conjunto de dados. O teor médio vai mais além desse conceito simplista. Imagine uma jazida que, uma vez lavrada, tenha gerado certo número de toneladas. Segundo o preço do mineral ou metal e do dinheiro obtido, pode-se calcular um valor que representaria o teor da jazida. O problema é que os cálculos foram realizados *a posteriori*, depois que a jazida foi explorada, e precisa-se conhecer o teor médio *a priori*, antes de sua lavra, a fim de determinar a viabilidade econômica da jazida. Portanto, é indispensável estimar seu valor.

ORCHE GARCÍA (1999) relatou que o cálculo do teor médio de uma jazida pode ser realizado através dos seguintes métodos:

- Método da média ponderada.
- Métodos estatísticos.
- Método do inverso da distância combinado com o método da média ponderada.
- Geoestatística.

Teor de corte

Define-se teor de corte (*cut-off grade*) como o teor mínimo necessário na lavra e operações de beneficiamento de um minério, o qual permite conduzir o projeto mineiro de forma rentável. O teor de corte ⁹exerce um papel relevante para o sucesso de um empreendimento mineiro, ao servir como base para alguns processos decisórios, os quais levam em consideração aspectos de ordem técnico-econômica.

Como mencionado previamente, a importância do teor de corte é patente. Desse modo, RENDU (2008) salientou que o teor de corte é usado distinguir o material que não deve ser lavrado ou para separar o material que deve ser processado daquele enviado às pilhas de disposição de estéril. Também é utilizado na escolha do método de

⁹ CURI (2006) definiu o teor de corte “como o mínimo exigido na alimentação da instalação do beneficiamento, a fim de se obter, em condições técnicas e econômicas um concentrado final dentro das características exigidas pelo mercado consumidor”.

beneficiamento mineral, quando dois ou mais processos são disponíveis, por exemplo, lixiviação em pilha ou lixiviação de minérios finamente moídos. O teor de corte é ainda utilizado para decidir se o material deve ser armazenado para processamento futuro ou processado imediatamente.

Para RENDU (2008), o teor de corte define a rentabilidade de uma operação mineira bem como a vida da mina. Um alto teor de corte pode ser usado para aumentar a rentabilidade de curto prazo e o valor presente líquido de um projeto, por isso, possivelmente, melhorando o benefício a acionistas e outras partes financeiras interessadas, incluindo o governo e as comunidades locais. No entanto, o aumento do teor de corte vai, provavelmente, reduzir a vida da mina, o que pode diminuir as oportunidades dependentes do tempo, tais como aquelas oferecidas por ciclos de preços; além disso, uma mina com vida mais curta pode gerar um maior impacto socioeconômico, com a queda de emprego de longo prazo e a redução de benefícios a empregados e comunidades locais.

Note-se que o teor de corte pode ser utilizado na adoção de medidas para mitigar riscos e propiciar retorno a projetos mineiros. Nesse sentido, RENDU (2008) ponderou que teores de corte elevados podem ser considerados para reduzir o risco político, ao garantir um maior retorno financeiro ao longo de um menor intervalo de tempo. O teor de corte pode ser aumentado quando os preços do metal aumentarem, se isso for necessário para fortalecer a posição financeira da empresa e diminuir o risco de falha quando os preços do metal caírem. Por outro lado, teores de corte podem ser reduzidos durante períodos de preços elevados, a fim de aumentar a vida da mina e conservar o material de alto teor disponível para manter a rentabilidade quando os preços reduzirem. Teores de corte podem ser também limitados por critérios de desempenho técnico ou econômico impostos pelos bancos e outras instituições financeiras.

Vale lembrar que é preciso estar alerta em países passando por instabilidade político-econômica, pois projetos com longos períodos de operação podem sofrer sérios problemas, inclusive, com a possibilidade de acarretar prejuízos substanciais às partes

interessadas, com a interrupção ou fechamento definitivo de um empreendimento em operação.

Segundo ORCHE GARCÍA (1999), o teor de corte pode ser um teor resultante do pressuposto de que a qualidade do mineral e, portanto, seu preço seja alto o suficiente para compensar os gastos originados de sua extração; além disso, permite a obtenção de um benefício mínimo aceitável para a empresa mineradora. Em consequência, todo mineral com teor igual ou superior ao teor de corte é explotável em condições econômicas satisfatórias. A rocha mineralizada torna-se, assim, jazida mineral e os minerais lavráveis em minério.

Teor crítico ou teor mínimo econômico

É interessante conceituar o teor crítico, pois tem um significado diferente do teor de corte.

Na visão de ORCHE GARCÍA (1999), o teor crítico ou teor mínimo econômico representa uma concentração para a qual, as receitas obtidas pela venda da substância mineral equilibram os custos de obtenção; portanto, a lavra de todo bem mineral com teores menores que o teor crítico produz perdas.

10. Receitas

Existem alguns fatores influenciando nas receitas e, portanto, nos resultados econômicos de um projeto de mineração, e.g., a diluição, a recuperação e as perdas minerais.

Conforme JIMENO e REVUELTA (1997), em um projeto mineiro, as receitas são formadas pela venda dos principais produtos procedentes da exploração mineira e de alguns co-produtos ou subprodutos, os quais podem ser produzidos de forma contínua ou episódica, de acordo com as condições do mercado e do próprio processo produtivo. Desse modo, as receitas geradas pela mineração dependem da quantidade física e preços unitários dos produtos principais, co-produtos ou subprodutos.

Mesmo com a utilização de técnicas apropriadas na fase de aproveitamento do bem mineral, não é possível recuperar ou aproveitar a totalidade das reservas geológicas, pois invariavelmente ocorrem perdas na extração. A diluição – contaminação do minério com estéril – tem que ser considerada. A diluição reduz o teor do minério e aumenta as reservas recuperáveis.

Segundo WELLMER ET AL. (2008), a taxa de diluição depende da geometria e distribuição de teor no depósito, e da natureza do método de lavra. Técnicas de lavra seletivas, v.g., método dos subníveis com posterior enchimento com rejeitos de beneficiamento (*backfill*) ou lavra seletiva a céu aberto em bancadas (*open cut mining*) resultam em uma menor taxa de diluição do que os procedimentos de lavra de grande volume tal como abatimento por blocos (*block caving*).

Vale registrar a diferença entre a reserva geológica e a reserva lavrável. Segundo CURI (2006), a primeira é “*aquela que é tecnicamente lavrável em sua totalidade, sem se considerar o método e o equipamento a ser empregado nesta lavra*”. Quanto à segunda, CURI (2006) enfatizou que esta representa apenas uma parte da reserva geológica, que é técnica, econômica e seguramente lavrada; portanto o método e os equipamentos de

lavra selecionados devem maximizar a recuperação na lavra, expressa pela relação entre reserva lavrável e reserva geológica.

É pertinente lembrar que em cada etapa, da lavra à produção do metal – quando for o caso –, há um fator de recuperação associado.

Desse modo, JIMENO e REVUELTA (1997) definiram – para minerais metálicos – o fator de recuperação como a relação da quantidade de metal na saída de uma etapa e o conteúdo do metal na entrada da etapa anterior (figura 10).

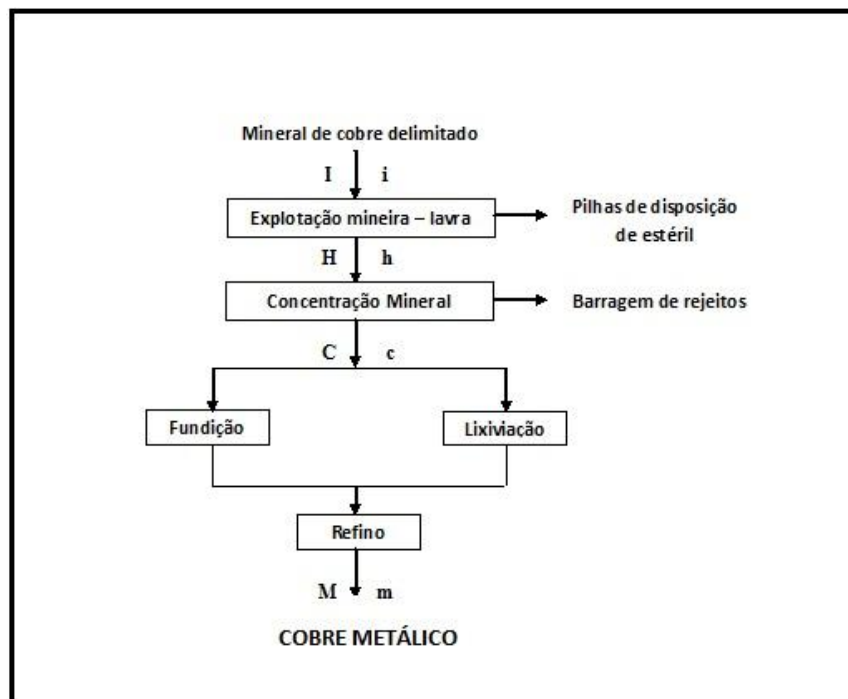


Figura 10: Diagrama de fluxos de uma mina de cobre

Fonte: Traduzida de JIMENO e REVUELTA (1997)

As recuperações em cada etapa são expressas do seguinte modo:

Recuperação na lavra:

$$[(H \times h)/(I \times i)] \times 100 (\%)$$

Recuperação na concentração:

$$[(C \times c)/(H \times h)] \times 100 (\%)$$

Recuperação metalúrgica:

$$[(M \times m)/(C \times c)] \times 100 (\%)$$

Recuperação total:

$$[(M \times m)/(I \times i)] \times 100 (\%)$$

Sendo:

I = massa das reservas de mineral *in situ*.

i = teor médio de *I* (%).

H = massa de mineral extraído e enviado ao concentrador.

h = teor médio de *H* (%).

C = massa de concentrado produzido a partir de *H*.

c = teor médio de *C* (%).

M = massa de metal produzido.

m = qualidade ou pureza de *M* (%).

De acordo com JIMENO e REVUELTA (1997), na prática, as recuperações mineiras variam entre 65% e 95%, a depender do tipo de jazida e método de lavra aplicado. As recuperações no beneficiamento e na metalurgia oscilam, geralmente, entre 85% e 95%, podendo ser menores quando se trata de minérios complexos e textura muito fina.

Na valoração de receitas de vendas de uma substância mineral, a recuperação exerce uma função essencial, mas a diluição deve ser mensurada. A diluição pode estar relacionada às operações de lavra, i.e., em função do método de lavra, e a diluição

associada à própria estrutura do depósito mineral – e.g., a ocorrência de material estéril na mineralização, impossibilitando uma lavra seletiva.

Perdas minerais

Além da diluição, as perdas de minério precisam ser consideradas. Dessa maneira, com base em JIMENO e REVUELTA (1997), as perdas minerais podem ser, por exemplo:

- Inerentes à configuração das massas mineralizadas, por exemplo, mineral deixado em função da estabilidade e falha geológica etc.
- Relativas à produção (lavra), por exemplo, minério não lavrado em contato com estéril.
- Perdas no processamento mineral podem ocorrer durante as operações de beneficiamento, geralmente, na cominuição – britagem e/ou moagem, na classificação e concentração etc.. É evidente que a sequência dessas etapas depende do tipo de minério¹⁰ a ser beneficiado. Algumas substâncias minerais são submetidas apenas às etapas de cominuição e classificação. Por outro lado, há diversos minérios que passam por todas as etapas: cominuição, classificação e concentração e, alguns ainda, são submetidos à metalurgia extrativa (pirometalurgia e hidrometalurgia).
- Perdas no manuseio e transporte podem ocorrer, uma vez que o material será submetido a algum tipo de manuseio. JIMENO e REVUELTA (1997) relataram que em alguns casos, essas perdas podem chegar até 4% ou 5% do volume inicial.

10.1. Estimativa da Receita de uma Mina

A receita obtida pela venda de produtos minerais representa um elemento substancial no processo de avaliação econômica de projetos mineiros.

¹⁰ O termo minério é referido em sentido amplo, englobando minérios metálicos, não-metálicos e minerais energéticos.

Assim, para MACKENZIE e DOGGETT (2000), a estimativa da receita anual para a alternativa de desenvolvimento de uma mina deve levar em consideração os seguintes fatores:

- Reservas geológicas de minério.
- Fator de diluição.
- Fator de recuperação na mina.
- Recuperação na mina.
- Capacidade da planta de beneficiamento.
- Preço do metal.
- Arranjo de mercado.
- Inventário na fundição (*Net Smelter Return – NSR*).

Após a apresentação dos principais condicionantes relativos à estimativa da receita anual de projetos minérios, MACKENZIE e DOGGETT (2000) mostraram esse procedimento para um depósito de chumbo-zinco-prata, a partir dos seguintes dados:

- **Método de lavra:** corte e enchimento.
- **Reservas geológicas de minério:** 120 milhões de toneladas com 11,7% Pb, 12,7% Zn, 124 g/t de Ag.
- **Fator de diluição:** 10%
- **Fator de recuperação na mina:** 90%
- **Recuperações na unidade de beneficiamento:**
 - Pb – 94%
 - Zn – 76%
 - Ag – 90%
- **Capacidade da planta de beneficiamento:** 6.000.000 de toneladas por ano.
- **Preços dos metais:**
 - Pb – \$284 / tonelada
 - Zn – \$394 / tonelada
 - Ag – \$0,0633 / g de metal

- **Benefício líquido do concentrado da mina (Net Smelter Return – NSR):**
Pb – 50%
Zn – 40%
Ag – 80%

Tabela 10.1: Reservas de minério

Depósito de Pb-Zn-Ag	Massa (t)	Teor de Pb (%)	Teor de Zn (%)	Teor de Ag (g/t)
Reservas geológicas	120.000.000	11,7	12,7	124,0
Recuperação na Mina: 90 % ¹¹	108.000.000	11,7	12,7	124,0
Diluição: 10 % ¹²	10.800.000	-	-	-
Reservas Recuperáveis	118.800.000	10,7	11,5	113,0 ¹³

Fonte: Traduzida de MACKENZIE e DOGGETT (2000)

Estimativa da Receita Anual:

Com os dados disponíveis e os teores das reservas recuperáveis (tabela 10.1), pode-se calcular a receita total. Assim:

$$\text{Chumbo: } 6.000.000 \times (0,107) \times (0,94) \times (284) \times (0,50) = \$85.694.160$$

$$\text{Zinco: } 6.000.000 \times (0,115) \times (0,76) \times (394) \times (0,40) = \$82.645.440$$

$$\text{Prata: } 6.000.000 \times (113,0) \times (0,90) \times (0,0633) \times (0,80) = \$30.900.528$$

Receita total: \$199,2 milhões.

¹¹ O percentual das reservas geológicas de minério realmente lavradas.

¹² Diluição das reservas de minério recuperadas com material estéril (assumido que não contém valores de metal recuperável), expressa como um percentual das reservas de minério recuperadas.

¹³ Os cálculos dos teores de Pb, Zn e Ag para as reservas recuperáveis foram obtidos por MACKENZIE e DOGGETT (2000), e não foram apresentados neste trabalho.

10.2. Casos Simples de Valoração da Receita do Bem Mineral

Estes casos referem-se à valoração do retorno de uma mina, de uma maneira bastante simples.

De acordo com WELLMER ET AL. (2008), em regra, uma mina produz concentrado. Em casos raros, ocorre a lavra de minério rico, o qual pode ser embarcado diretamente. Em alguns casos, as cotações para minério e concentrado são disponíveis, isto é, minério de ferro, tungstênio, e concentrados de antimônio ou *yellow cake*, U_3O_8 , o produto final das minas de urânio. Essas cotações são fornecidas pelas listas de preços de publicações semanais, “*Metal Bulletin*”, “*Engineering and Mining Journal*”, “*Mining Magazine*”, ou outras fontes na web. Geralmente, os preços são cotados em unidades, com 1,0 unidade (u) sendo 1,0% do metal no concentrado. Daí, o retorno da mina (*net smelter return*) da mina pode facilmente ser derivado.

WELLMER ET AL. (2008) mostraram dois cálculos de valoração simples do produto:

a) Para o minério de ferro, supõe-se um preço unitário de US\$ 0,50 / u. Portanto, uma mina produzindo um minério de embarque direto de alto teor com 64 % de Fe tem uma receita de:

$$64 \times 0,50 = \text{US\$ } 32,00/\text{t de minério de ferro}$$

Para chegar ao retorno FOB da mina, os custos de frete devem ser subtraídos.

b) Para concentrados de scheelita o preço será de US\$ 40 / unidade de WO_3 . Um depósito tem teores de 0,8% de WO_3 . Esse minério precisa ser beneficiado primeiro antes de gerar um produto comerciável (*saleable product*). A recuperação é considerada de 85%. Daí, o retorno de 1,0 t de minério “in situ” com 0,8% de WO_3 é:

$$40 \times 0,8 \times 0,85 = \text{US\$ } 27,20/\text{t}$$

Os custos de frete devem ser considerados.

WELLMER ET AL. (2008) salientaram que, enquanto os custos de frete contribuem consideravelmente para o preço de aquisição do minério de ferro para siderúrgicas (o minério de ferro é um produto de grande volume de baixo valor (*low-value bulk product*)), o mesmo não é verdadeiro para concentrados de tungstênio, os quais são um produto de alto valor. Para estimativas iniciais aproximadas, o aspecto relativo ao frete pode em tais casos ser negligenciado.

Para entender o procedimento de cálculo do exercício (b), WELLMER ET AL. (2008) esclareceram que, se apenas concentrados de baixo teor forem produzidos, a mina tem que aceitar penalidades. Em tais casos, especialistas devem ser consultados, visto que regras individuais aplicam para cada mineral. É apenas para estanho que a “*Metal Bulletin*” publica termos (*smelter terms*) para concentrados de baixo teor.

Voltando ao segundo cálculo – para concentrados de scheelita –, o preço unitário aplica-se ao concentrado padrão com uma qualidade mínima de 65% de WO_3 . Aqui a regra diz que, para cada ponto percentual abaixo de 65% de WO_3 , 1,0 US\$ / u é deduzido, por exemplo, se o teor do concentrado tiver somente 60% de WO_3 , o preço por unidade será:

$$40 - (65 - 60) \times 1 = \text{US\$ } 35/\text{unidade}$$

10.3. Cálculo do Benefício Líquido do Concentrado de uma Mina

É um aspecto importante relacionado à receita de um empreendimento mineiro. Trata-se de valorar o valor líquido ou benefício líquido do concentrado de uma mina, levando-se em conta diversos aspectos, e.g., teor do concentrado, recuperação, créditos, deduções e penalizações.

Cálculos mediante uso de fórmulas são empregados para valorar concentrados de metais não-ferrosos. Os créditos, devido à presença de outros metais recuperáveis, são

acrescidos; por outro lado, metais indesejáveis presentes são subtraídos na valoração dos concentrados. Neste trabalho, são apresentadas metodologias de cálculo do benefício líquido ou valor líquido do concentrado de uma mina (*Net Smelter Return – NSR*) para metais não-ferrosos, tais como Cu, Pb, Zn e Sn.

Metodologia apresentada por JIMENO e REVUELTA (1997)

JIMENO e REVUELTA (1997) ponderaram que a valoração desses concentrados não é algo invariável para cada operação e metal. A fórmula geral é válida para cobre, chumbo e zinco, e também para estanho:

$$V_N = M_P \times P_Z - T + X - Y$$

Sendo:

V_N = *valor líquido do concentrado.*

M_P = *metal pagável.*

P_Z = *preço efetivo aplicado.*

T = *despesas totais de tratamento metalúrgico.*

X = *prêmios ou créditos.*

Y = *penalizações.*

Os termos são descritos a seguir:

V_N : O valor líquido, o qual será diferente do que realmente recebe a empresa mineradora por seu concentrado, pois a fórmula dada é uma valoração na fundição e, portanto, leva em conta os gastos de comercialização, transporte, perdas etc.

M_P: O metal pagável é distinto do metal contido no concentrado, pois é preciso considerar as perdas de metal passíveis de ocorrer no processo metalúrgico.

P_Z: O preço efetivo baseia-se, em geral, em algumas cotações oficiais disponíveis, L.M.E. (*London Metal Exchange*), COMEX, preço do produtor etc. Sua quantia real dependerá do período de cotação que se fixe e, também, das condições de pagamento.

T: As despesas de tratamento e refino, denominadas também *margem de tratamento*, cobrem os gastos totais e benefícios da metalurgia até chegar ao metal comerciável. Para o chumbo e zinco, trata-se de um só termo, enquanto para o cobre, as despesas de fusão e de refino são consideradas independentes.

X: Os concentrados, em comum, contêm outras substâncias metálicas passíveis de recuperação metalúrgica e, portanto, de receitas adicionais para a metalurgia.

Y: Há outros metais cuja presença é indesejável, ao supor problemas e custos adicionais para o processo metalúrgico, e sem que sua eventual recuperação envolva uma rentabilidade adicional para o fundidor. Os metais que, comumente, são objeto de penalização para o fundidor são: Hg, Sb, Bi, As etc. Outros, sem serem prejudiciais, podem ser penalizados por excessos, como o ferro nos minerais de zinco ou o enxofre nos minerais de chumbo.

De acordo com JIMENO e REVUELTA (1997), na valoração do concentrado de cobre, os seguintes critérios devem ser seguidos na aplicação da fórmula geral:

Metal pagável: os concentrados de cobre têm um teor que oscila entre 20 e 40%, sendo mais frequente deduzir uma unidade.

Preço: não se aplica nenhum coeficiente de redução.

Gastos: São aplicados gastos de fusão por tonelada de concentrado e outros de refino, referidos ao metal pagável. Utiliza-se uma fórmula de escalação, conhecida como de *participação*, e cuja relação é:

$$e = [Z \times (P - P_B)]/100$$

onde:

e = incremento dos gastos de tratamento

P = Preço atual

P_B = Preço base ou de referência

Z = Percentual fixado de antemão

Essa fórmula de escalação aplica-se somente a favor do fundidor, quando $P > P_B$.

Créditos: os créditos que se pagam normalmente nos concentrados de cobre são por ouro e prata. Do primeiro paga-se entre 90 e 100% do conteúdo acima de 1,0 g/t de concentrado. Igual coeficiente aplica-se à prata, que se paga acima de 30 ou 50 g/t.

Penalidades: são aceitos os limites de referência contidos na tabela 10.3.

Tabela 10.3: Limites de elementos penalizáveis nos concentrados de Cu, Pb e Zn.

CONCENTRADO	As	Sb	Pb	Zn	Bi	Ni + Co	Hg	Cl	Fe	S
Cobre	0,2-1	0,2-1	2-7	5-13	0,05-0,25	0,5-2,3	0,2	0,5	-	-
Chumbo	0,1	0,5	2	5-7	0,01	-	-	0,1	-	20
Zinco	0,1	0,1	-	-	-	-	0,1	0,1	9-10	-

Fonte: LEWIS, P.J. e STREETS, C.G. apud JIMENO e REVUELTA (1997). Unidades em %.

Metodologia apresentada por MACKENZIE e DOGGETT (2000)

As condições para o benefício líquido do concentrado de uma mina – valor líquido do concentrado na fundição (*Net Smelter Value – NSV*¹⁴) – são apresentadas para os

¹⁴ As penalidades não são consideradas. O concentrado é avaliado sobre uma base de tonelada seca.

concentrados de cobre, chumbo, zinco e estanho. O cálculo é efetuado com a seguinte equação geral:

$$NSV = \left[\frac{(M - D) \times (P - r)}{100} \right] - [T + t \times (P - P_{ev})] + C$$

Onde:

NSV = Net Smelter Value, ou ;

NSV é igual ao valor líquido do concentrado na fundição, \$/t de concentrado ;

M = teor do concentrado, % ;

D = dedução unitária, % ;

P = preço do metal, \$/t de metal ;

r = despesa de refino, \$/t de metal ;

T = despesa de tratamento, \$/t de concentrado ;

t = ajuste de preço da despesa de tratamento ;

P_{ev} = valor esperado do preço do metal, \$/t ;

C = créditos para outros metais contidos, \$/t de concentrado .

Segundo MACKENZIE e DOGGETT (2000), as despesas de fusão e refino têm de ser deduzidas para a determinação do valor dos produtos de concentrados não-ferrosos. As condições para o benefício líquido do concentrado de uma mina – valor líquido do

concentrado na fundição –, para o cobre, chumbo, zinco e estanho foram sintetizadas de uma pesquisa e análise mundial, efetuadas por LEWIS e STREETS (1978),¹⁵ de aproximadamente 200 contratos reais do fundidor (*smelter contracts*). Os termos do fundidor (*smelter terms*) estão expressos em dólares do Canadá de 1980.

Concentrado de cobre:

Dedução unitária (D): função de M (teor do concentrado)

<i>M</i>	<i>D</i>
<30%	1,0
30% - 40%	1,2
>40%	1,4

$$t = 0,0$$

$$r = 220$$

$$T = 80$$

Créditos (C):

Au: pagar 98% acima de 1 g/t no concentrado;

Ag: pagar 98% acima de 30 g/t no concentrado.

$$NSV = \frac{(M - D) \times (P - 220)}{100} - 80 + C^*$$

¹⁵ LEWIS, P. J.; STREETS, C. G. **An Analysis of Base-Metal Smelter Terms**. In: The Eleventh Commonwealth Mining and Metallurgical Congress. 1978, Hong Kong. Proceedings. London: The Institution of Mining and Metallurgy, 1978.

$$* C_{Au} = (M_{Au} - 1) \times (0,98 \times P_{Au})$$

$$C_{Ag} = (M_{Ag} - 30) \times (0,98 \times P_{Ag})$$

Concentrado de Chumbo:

Dedução unitária (D): maior de $0,05 \times M$ (teor do concentrado) ou 3

$$r = 90$$

$$T = 115$$

$$t = 0,075$$

Créditos (C):

Au: pagar 96% acima de 1 g/t no concentrado;

Ag: pagar 96% acima de 45 g/t no concentrado.

$$NSV = \frac{(M - D) \times (P - 90)}{100} - [115 + 0,075 \times (P - P_{ev})] + C^*$$

$$* C_{Au} = (M_{Au} - 1) \times (0,96 \times P_{Au})$$

$$C_{Ag} = (M_{Ag} - 45) \times (0,96 \times P_{Ag})$$

Concentrado de Zinco:

Dedução unitária (D): maior de $0,15 \times M$ (teor do concentrado) ou 8

$$r = 0,0$$

$$T = 190$$

$$t = 0,10$$

Créditos (C):

Ag: pagar 80% acima de 50 g/t no concentrado;

Cd: pagar 65% acima de 0,15% no concentrado.

$$NSV = \frac{(M - D) \times (P)}{100} - [190 + 0,10 \times (P - P_{ev})] + C^*$$

$$* C_{Ag} = (M_{Ag} - 50) \times (0,8 \times P_{Ag})$$

$$C_{Cd} = (M_{Cd} - 0,15) \times (0,65 \times P_{Cd})/100$$

Concentrado de Estanho:

Dedução unitária (D): função de M (teor do concentrado)

<i>M</i>	<i>D</i>
<i>>60%</i>	<i>1,1</i>
<i>40% - 60%</i>	<i>1,9</i>
<i>25% - 40%</i>	<i>1,4</i>
<i><25%</i>	<i>1,0</i>

Despesa de tratamento (T): função de M (teor do concentrado)

<i>M</i>	<i>T</i>
>60%	400
40% - 60%	465
25% - 40%	900
<25%	800

$$t = 0,00$$

Créditos (C): negligenciar

$$NSV = \frac{(M - D) \times (P)}{100} - T$$

A título de ilustração da metodologia de cálculo, MACKENZIE e DOGGETT (2000) afirmaram que, dentro desse quadro geral, as condições para o benefício líquido do concentrado de uma mina (*net smelter return*) podem ser estabelecidas da seguinte forma:

$$NSV = \left[\frac{(M - D) \times (P - r)}{100} \right] - T + C$$

Os autores apresentaram três situações para o concentrado de cobre, usando as condições de retorno da seguinte forma:

$$NSV = \left[\frac{(M - D) \times (P - 340)}{100} \right] - 100 + C$$

Dedução unitária (D): função de M

<i>M</i>	<i>D</i>
<30%	1,0
30% - 40%	1,2
>40%	1,4

Créditos (C):

Au: pagar 98% acima de 1 g/t no concentrado;

Ag: pagar 98% acima de 30 g/t no concentrado.

Os benefícios líquidos do concentrado produzido em uma mina (*Net Smelter Return – NSR*) para o concentrado de cobre são determinados nos três casos a seguir:

- 1) Um concentrado com 38% de cobre é produzido e o preço de cobre é 90 centavos por libra¹⁶, então o *NSR* para o cobre contido, quando entregue à fundição é igual a:

Onde:

$$r = 340 \text{ e } T = 100.$$

$$NSV = \left[\frac{(38 - 1,2) \times [(0,90) \times (2.204,6) - 340]}{100} \right] - 100 =$$

$$NSV = \$505,04/t \text{ de concentrado}$$

$$NSR = \left[\frac{505,04}{(0,38) \times (2.204,6) \times (0,90)} \right] \times (100) = 67,0\%$$

¹⁶ 1 t (tonelada) = 2.204,6 libras (lb)

- 2) O custo do transporte do concentrado da mina (*minesite*) à fundição (*smelter*) é \$45 por tonelada de concentrado, logo o *NSR* para o cobre contido quando produzido na mina (*minesite*) é determinado da seguinte forma:

$$NSR = \left[\frac{505,04 - 45,00}{(0,38) \times (2.204,6) \times (0,90)} \right] \times (100) = 61,0\%$$

- 3) O concentrado de cobre também contém 5,5 g de ouro por tonelada, e o preço de ouro é \$380 por onça troy¹⁷, desse modo, o *NSR* para o conteúdo de ouro é calculado a seguir:

$$C = (0,98) \times (5,5 - 1,0) \times \left(\frac{380}{31,1034} \right) =$$

$$C = \$53,88/t \text{ de concentrado}$$

$$NSR = \left[\frac{53,88}{(5,5) \times (380/31,1034)} \right] \times (100) = 80,2\%$$

Metodologia apresentada por WELLMER ET AL. (2008)

Segundo WELLMER ET AL. (2008), para metais-não ferrosos, por exemplo, Cu, Pb, Zn e Sn, a situação é mais complicada do que os casos simples de valoração de produtos. Cotações são disponíveis para os metais, isto é, o produto final comerciável, mas não para os produtos intermediários. E a mina produz concentrado. Portanto, para obter o valor ou benefício líquido do concentrado de uma mina (*Net Smelter Return – NSR*) deve-se subtrair do preço para o metal refinado, e.g., Cu, cada despesa incorrida em cada estágio na produção do cobre refinado do concentrado de cobre, o produto final da mina.

¹⁷ 1 troy ounce = 31,1034 g

Para uma melhor compreensão do conceito de valor ou benefício líquido do concentrado de uma mina (*Net Smelter Return – NSR*), a figura 10.3 mostra o processo de obtenção do cobre metálico.

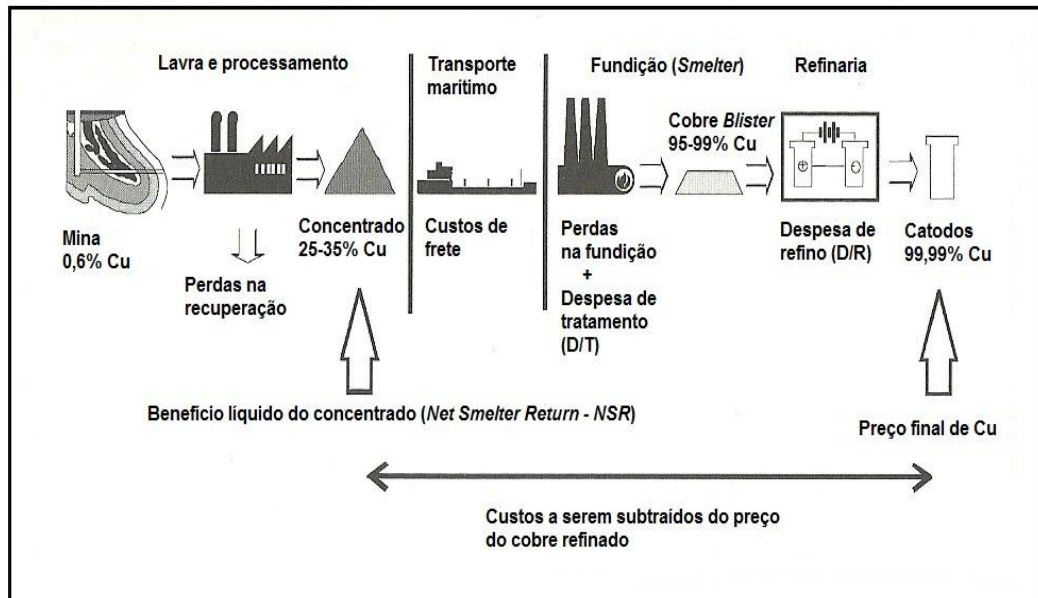


Figura 10.3: Processo de recuperação do cobre
 Fonte: Traduzida de WELLMER ET AL. (2008)

WELLMER ET AL.¹⁸ (2008) mostraram uma aplicação das fórmulas específicas no cálculo do valor líquido do concentrado – ou retorno do concentrado –, a partir de um depósito de cobre porfirítico sendo avaliado, cujo minério tem um teor de 0,7% de Cu. Devido à simplicidade, admite-se que os teores de molibdênio (*Mo*), ouro (*Au*) ou prata (*Ag*), comuns nesse tipo de depósito, são tão baixos que os metais (*Au*, *Ag* e *Mo*) não serão pagos no concentrado. Portanto, pode-se determinar o valor líquido por tonelada de minério.

Para a realização do cálculo do valor ou benefício líquido do concentrado de uma mina, algumas afirmações são feitas:

¹⁸ Na determinação do valor líquido do concentrado (*Net Smelter Return – NSR*), fórmulas particulares são usadas (WELLMER ET AL., 2008). Essas fórmulas estão do **Adendo I**.

a) A recuperação¹⁹ no processo de concentração: supõe-se 90%, ou seja, de 0,70% de *Cu*, 0,63% de *Cu* são recuperados.

b) Teor de concentrado: os teores de concentrados normalmente situam entre 25 e 30% de *Cu*.

c) O frete para concentrados da mina à fundição (*smelter*) é considerado:

US\$ 20,00/t

d) A despesa de Tratamento (*D/T*) da fundição: refere-se a uma tonelada de concentrado. Uma prudente suposição no presente é:

D/T = US\$ 85,00/t de concentrado

e) Perdas no tratamento: perdas ocorrem durante o tratamento na fundição, portanto essas perdas subtraídas do conteúdo do metal do concentrado. Perdas no tratamento podem variar, com cobre, geralmente, elas somam uma unidade (isto é 1% de *Cu* no concentrado).

f) Despesas de Refino (*D/R*): isso é baseado no metal pago (menos perdas no tratamento) no concentrado. Uma razoável suposição no presente é:

D/R = US¢ 8/lb de cobre pagos

¹⁹ A recuperação metalúrgica (ϵ) pode ser calculada de duas maneiras:

$$1) \epsilon = \frac{\text{vazão do elemento útil no concentrado}}{\text{vazão do elemento útil na alimentação}}; \epsilon$$

$$2) \epsilon = \frac{\text{teor do concentrado}}{\text{teor da alimentação}} \times \frac{(\text{teor da alimentação} - \text{teor do rejeito})}{(\text{teor do concentrado} - \text{teor do rejeito})}$$

g) Preço do metal: é a principal suposição. Assume-se:

US\$ 0,90/lb

Logo, o cálculo é realizado da seguinte forma:

a) O teor do concentrado é 25%; do teor subtrai-se a perda de tratamento de 1,0 (u) unidade (=1%), de modo que 24% de Cu serão pago. 1% corresponde a 22,046 lb por tonelada. Logo o valor bruto do concentrado é:

$$(0,25 - 0,01) \times \frac{US\$ 0,90}{lb} \times \frac{2.204,6 lb}{1 t} = US\$ 476,19/t$$

b) Disso, subtrai-se o gasto de tratamento:

$$D/T = US\$ 85,00/t$$

c) Deve-se também subtrair o gasto de refino. Refere-se ao conteúdo de metal pago.

$$D/R = (0,25 - 0,01) \times \frac{US\$ 0,08}{lb} \times \frac{2,204,6 lb}{1 t} = US\$ 42,33/t \text{ concentrado ;}$$

d) Como uma etapa final, o frete é subtraído.

Em síntese, o método de cálculo é assim efetuado:

$$a) \text{ Valor bruto do concentrado} = US\$ 476,19/t$$

$$b) D/T = US\$ 85,00/t$$

$$c) D/R = US\$ 42,33/t$$

$$d) \text{ Frete} = \text{US\$ } 20,00/t$$

Então, o benefício líquido ou valor líquido do concentrado de uma mina (*Net Smelter Return – NSR*) é:

$$\text{Benefício líquido do concentrado de uma mina} = a - b - c - d = \text{US\$ } 328,86/t$$

$$(\text{Net Smelter Return} - \text{NSR}) = \text{US\$ } 328,86/t$$

WELLMER ET AL. (2008) salientaram, contudo, que não se está interessado no concentrado, mas no valor líquido do minério: o minério tem um teor de 0,7% de *Cu*; a recuperação foi de 90%, e o concentrado tem um teor de 25% de *Cu*. Logo, é necessário:

$$\frac{25}{(0,7 \times 0,9)} = 39,68 \text{ t de minério para produzir } 1,0 \text{ t de concentrado}$$

O valor anterior representa o fator de concentração (*FC*), o qual é obtido através da seguinte expressão:

$$FC = \frac{\text{teor do concentrado}}{\text{recuperação} \times \text{teor do minério}}$$

Daí, o valor líquido ou benefício líquido do minério de uma mina ou receita de uma mina (*Net Smelter Return – NSR*) é obtido:

$$\text{Benefício líquido do minério de uma mina} = \frac{328,86}{39,68} = \text{US\$ } 8,29/t$$

$$(\text{NSR} - \text{Net Smelter Return}) = \frac{328,86}{39,68} = \text{US\$ } 8,29/t$$

O cálculo realizado passo a passo por WELLMER ET AL. (2008), para a obtenção do valor líquido do concentrado (*Net Smelter Return – NSR*), pode ser simplificado, ao usar diretamente a fórmula apresentada por MACKENZIE e DOGGETT (2000). A diferença reside no cálculo do valor líquido do concentrado (*Net Smelter Value – NSV*), o qual é igual ao *NSR* calculado previamente. A partir do *NSV*, determina-se o *NSR* de forma percentual. Note que os créditos e penalidades não foram considerados. Logo:

$$NSV = \frac{(M - D) \times (P - r)}{100} - T$$

Onde:

NSV = Net Smelter Value, ou ;

NSV é igual ao valor líquido do concentrado na fundição, \$/t de concentrado ;

M = teor do concentrado (%) = 25% Cu ;

D = dedução unitária ou perdas no tratamento (%) = 1,0 % Cu ;

P = preço do metal, \$/t de metal ;

$$P = \frac{US\$ 0,90}{lb} \times \frac{2.204,6 lb}{1 t} = US\$ 1.984,14/t ;$$

r = despesa de refino, \$/t de metal ; baseada no metal pago no concentrado ;

$$r = \frac{US\$ 0,08}{lb} \times \frac{2.204,6 lb}{1 t} = US\$ 176,37/t ;$$

T = despesa de tratamento, \$/t de concentrado = US\$ 85,00/t ;

Frete = US\$ 20,00/t da mina à fundição.

O passo seguinte é a substituição dos valores na fórmula do *NSV*. Então, tem-se:

$$NSV = \frac{(25 - 1) \times (1.984,14 - 176,37)}{100} - 85 = US\$ 348,86/t \text{ concentrado}$$

Considerando o frete da mina à fundição:

$$NSV = US\$ 348,86 - 20,00 = US\$ 328,86/t \text{ de concentrado}$$

Este valor ou benefício líquido do concentrado é igual ao valor do *NSR* obtido por WELLMER ET AL. (2008).

Para o cálculo do *NSR* – segundo MACKENZIE e DOGGETT (2000) –, deve-se proceder da seguinte forma:

$$NSR = \left[\frac{348,86 - 20,00}{(0,25) \times (2.204,6) \times (0,90)} \right] \times (100) = \left[\frac{328,86}{496,02} \right] \times (100) = 66,30\%.$$

10.4. Cálculo do Benefício Líquido da Mina com Regras Práticas

As regras práticas simplificam o cálculo do benefício ou valor líquido do minério, considerando alguns condicionantes, que são vistos a seguir.

De acordo com WELLMER ET AL. (2008), na avaliação de depósitos em um estágio inicial de desenvolvimento, regras práticas (*rules-of-thumb*) serão quase sempre empregadas, às quais simplificam consideravelmente o cálculo. Uma série de pressupostos é necessária para obter o benefício ou valor líquido do minério. Nos estágios iniciais de avaliação de um depósito, o qual pode levar 10 anos para alcançar a produção – período de tempo comum atualmente –, esse cálculo é muito preciso.

Sabe-se que à medida que os preços do metal elevam-se, as despesas de tratamento e refino geralmente acompanham este aumento.

Diante dessa afirmação, WELLMER ET AL. (2008) ao analisarem contratos de concentrados, notaram que as minas recebem um percentual do preço final do produto final, o qual flutua dentro de certa faixa. Então, para estimativas, pode-se trabalhar com fatores aproximados, substituindo-se as seguintes suposições e variáveis (conteúdo do concentrado, despesas de tratamento, perdas no tratamento, despesas de refino e preço do metal), por uma única variável, o preço do metal, e cobrir todas as outras suposições por um fator.

Esses fatores – apresentados por WELLMER ET AL. (2008) – são mostrados neste trabalho na tabela 10.4.

Assim, segundo WELLMER ET AL. (2008), em combinação com a recuperação no processo de beneficiamento essa é a uma maneira bastante simples para calcular o valor do minério. Desse modo, o intervalo de valores na tabela mencionada previamente indica os limites de variação, nos quais a receita da mina oscila, normalmente, devido a variações no mercado. Recentemente, flutuações maiores podem ser observadas, às quais não podem ser consideradas normais. As capacidades totais de minas e fundições (*smelters*) em todo o mundo raramente estão de fato em equilíbrio. Em um mercado do comprador (*buyer's market*) quando há uma abundância de concentrados e o comprador (*buyer*) – o fundidor (*the smelter*) – determina o mercado, os valores mais baixos são aplicados; por outro lado, em um mercado do vendedor (*seller's market*), quando concentrados são escassos e a mina determina o mercado, os valores mais altos são aplicados. Visto que no estágio inicial de desenvolvimento de um depósito não é possível prever o comportamento de mercados ou a mudanças que podem acontecer durante toda a vida da mina, justifica-se trabalhar com valores médios.

Tabela 10.4: Flutuação da receita da mina

Elemento	Percentual do Benefício líquido do concentrado (<i>Net Smelter Return</i>) – NF ²⁰ (%)	Classe de Flutuação do NF (%)	Recuperação em Planta de Beneficiamento ξ (%)
Cu	65 (Europa)	63 – 68	90
	75 (Bacia do Pacífico)	72 – 80	(92 – 85)
Zn	50	46 – 54	90 (92 – 85)
Pb	65	61 – 67	90 (92 – 80)
Ni	65	62 – 70	80 (75 – 80)
Sn	94	90 – 95	60 (50 – 65)
Au (em minas de cobre)	95	-	80 (75 – 85)
Au (em minas de ouro, sem operações de Lixiviação em pilhas)	98	-	90 (85 – 95)
Au (em operações de lixiviação em pilhas)	98	-	40 (30 – 50)
Ag ²¹	95	-	80 (75 – 85)

Fonte: traduzida de WELLMER ET AL. (2008)

Vale observar que a escolha dos valores da recuperação no beneficiamento depende das características do minério. Deste modo, WELLMER ET AL. (2008) advertiram que a recuperação é altamente dependente do tamanho do grão e do grau de intercrescimento. Quando se lida com minério complexo e de granulação fina, deve-se, portanto, trabalhar com os valores baixos.

²⁰ De acordo com WELLMER ET AL. (2008), NF significa o percentual de metal no concentrado pago à mina.

²¹ Para Ag, supõe-se que ela se refere ao Pb ou Cu no concentrado, não ao Zn, como é normalmente o caso. Se ela referir-se ao Zn, esse fator não é aplicável. Nesse caso, o cálculo tem de ser feito com termos e fórmulas de fusão padrão (WELLMER ET AL., 2008). Essas informações estão no **Adendo I**.

Apresenta-se uma aplicação desta metodologia de cálculo, com a utilização de regras práticas mostradas por WELLMER ET AL. (2008). O exemplo refere-se a um depósito vulcanogênico complexo, contendo 2% Cu, 1,5% Pb, 6% Zn, 1,3 (oz/t)²²Ag. Logo, o benefício líquido da mina ou do minério (*net smelter return*) pode ser determinado, considerando que os termos europeus são aplicados para o Cu. Os preços são os seguintes:

$$Cu = US\$ 0,90/lb$$

$$Pb = US\$ 0,35/lb$$

$$Zn = US\$ 0,45/lb$$

$$Ag = US\$ 5,00/oz$$

Da tabela 10.4, percebe-se que, devido às características do minério, valores médios de recuperação foram utilizados. Logo, o cálculo é efetuado a seguir:

Utilizando o fator de conversão da libra:

$$1 \text{ libra (lb)} = 22,046 ; \text{ assim:}$$

$$Cu: 2 \times 22,046 \times 0,65 \times 0,9 \times US\$ 0,90 = 23,21$$

$$Pb: 1,5 \times 22,046 \times 0,65 \times 0,9 \times US\$ 0,35 = 6,77$$

$$Zn: 6 \times 22,046 \times 0,5 \times 0,9 \times US\$ 0,45 = 26,79$$

$$Ag: 1,3 \times 0,95 \times 0,8 \times US\$ 5,00 = 4,94$$

²² (oz/t) = onça / tonelada; 1 onça (*troy ounce*) = 31,1034 g.

$$\Sigma = \text{US\$ } 61,71/t = \frac{\text{Valor líquido do minério de uma mina (NSR)}}{t \text{ (de minério)}}$$

11. Definição de Custos

É uma tarefa complexa definir os custos associados a empreendimentos de mineração, pois as variáveis envolvidas são dinâmicas. Estes custos levam em conta entre outros fatores, a vida útil da mina que, por sua vez, baseia-se na magnitude das reservas exploráveis.

Segundo GENTRY e O'NEIL (1984), estimativas de custos para projetos de mineração envolvem tantos aspectos e variáveis, que é absolutamente essencial ter alguns meios pelos quais a vasta quantidade de detalhes possa ser organizada. É muito importante identificar, com o máximo de detalhes, todos os dados de custos disponíveis – históricos e desenvolvidos – ao método de estimativa. Esses custos, depois de serem adequadamente identificados, devem ser compilados, armazenados, atualizados regularmente, e disponibilizados prontamente para uso no desenvolvimento de novas estimativas.

Há dois tipos de custos relativos à avaliação econômica de jazidas minerais: custos operacionais (OPEX) e investimentos – custos de capital (CAPEX).

De acordo com ORCHE GARCÍA (1999), os custos intervenientes em um estudo de viabilidade são de dois tipos: custos de capital e custos operacionais. Existem métodos que permitem estimar um ou outro ou os dois. Os custos que se utilizam nas etapas preliminares de avaliação de um jazimento mineral são somente aproximados. Para isso, podem basear-se em projetos similares em avaliação, ou são calculados com suficiente aproximação por metodologias de estimativas elaboradas para tal fim.

Há algumas metodologias disponíveis. Vale ressaltar a metodologia de cálculo de custos desenvolvida por O'HARA e SUBOLESKI (1992).

Embora existam métodos de estimativas para os custos de capital e custos operacionais, JIMENO e REVUELTA (1997) observaram que a maioria dos métodos de estimativa refere-se aos primeiros, porquanto os cálculos dos custos operacionais mais exatos são levados a cabo após a definição das especificações do projeto mediante fluxogramas, esquemas de produção, listas de equipamentos etc.

11.1. Definição dos Investimentos (Custos de Capital – CAPEX)

Os custos de capital (*CAPEX – Capital Expenditure*) são os custos associados à infraestrutura necessária para a abertura de uma mina – lavra e beneficiamento. Os custos de capital são estimados após a definição da escala de produção, escolhidos os métodos de lavra e beneficiamento.

Os custos de capital têm dois componentes: capital fixo e capital de giro.

a) Capital fixo

Segundo GENTRY e O'NEIL (1984), os custos de capital fixo referem-se à quantia total de dinheiro necessário para procurar o local, aquisição de equipamentos principais e auxiliares, instalações, e outras despesas associadas com a partida do projeto (*start-up*).

O capital fixo é aquele necessário para a compra de máquinas, instalações, tubulações – minerodutos – para transporte de minério (concentrado), terrenos etc.

De acordo com JIMENO e REVUELTA (1997), para um projeto novo, os custos mais significativos são:

- Aquisição de terrenos.
- Estudos e investigações.
- Gastos pré-operacionais (por exemplo, desmonte prévio).

- Estudos ambientais e permissões legais.
- Equipamentos mineiros, instalações e serviços.
- Equipamentos de planta e serviços.
- Infraestrutura – esses custos podem incluir: acessos, comunicação, fornecimento de água e energia, aeroportos, estradas e cidades para alojar os trabalhadores etc.
- Projeto e engenharia.
- Construções e montagens.
- Contingências ou imprevistos.

Custos suplementares podem ocorrer durante a vida de um projeto, a fim de cobrir custos de substituição de equipamentos desgastados ou obsoletos, mudanças de processos ou ainda, aumento da capacidade de produção da mina e/ou usina de beneficiamento.

b) Capital de giro

O capital de giro é uma parte do capital total necessário para iniciar a produção em um empreendimento mineiro.

Consoante GENTRY e O'NEIL (1984), o capital de giro (*working capital*) representa a quantia de dinheiro além do capital fixo necessário para começar a operação e saldar obrigações durante a partida do projeto (*start-up*). Os itens de custo tipicamente associados ao capital de giro são:

- Estoques: matérias-primas, peças de reposição, abastecimento (*supplies*), materiais em processo, e produtos finais.
- Contas a receber.
- Contas a pagar.
- Dinheiro em caixa (folha de pagamento, utilidades etc.).

- As contas a receber são adicionadas ao capital de giro enquanto as contas a pagar reduzem o capital de giro.

Segundo RUDENNO (2009), o capital de giro retornará aos investidores (ou banco) no fim da vida de um projeto.

É interessante registrar dois aspectos relativos ao capital de giro. O primeiro diz respeito à diferença essencial entre o capital de giro e o capital fixo pertinente à depreciação. O segundo aspecto retrata o período de aplicação do capital de giro.

A esse respeito, disse JIMENO (1994):

a) O capital de giro se trata de recursos necessários para o processo produtivo, o qual requer aportes intermediários que serão transformadas pelos ativos fixos em produtos finais. Portanto, o investimento em ativo circulante é de alguma maneira tão fixo como o ativo imobilizado, exceto que os seus componentes “giram” e não são depreciados, pois se renovam continuamente.

b) As necessidades de capital de giro não representam um desembolso único, mas ocorrem ao longo da vida útil do projeto e variam de um período a outro.

11.2. Definição dos Custos Operacionais (OPEX)

Os custos operacionais (*OPEX – Operating Expenditure*) dependem de uma gama de fatores, e.g., localização, técnica de lavra, método de beneficiamento e fatores metalúrgicos e tributos etc.

De acordo com RUDENNO (2009) os custos operacionais são os custos diários na produção e processamento da *commodity* mineral. Esses custos incluem salários, materiais tais como produtos químicos e explosivos, transporte e energia. Custos de contratos de mineração seriam também incluídos sob o tópico de custos operacionais.

Uma preocupação atual está relacionada aos custos associados à construção de barragens de rejeitos, além dos custos operacionais relativos ao armazenamento destes rejeitos, gerados pelas plantas de processamento mineral.

Desse modo, REVUELTA e JIMENO (2000) relataram que nas últimas duas décadas houve progressos consideráveis no projeto de engenharia de barragens de rejeitos com respeito à hidrologia e geotecnia, como anteriormente, em alguns casos, as operações eram realizadas de forma intuitiva. Atualmente, o percentual dos custos de armazenamento dos rejeitos em relação aos custos totais de operação nas plantas está próximo de 20%, por isso, em muitos projetos o impacto sobre a viabilidade econômica é relevante.

Os custos de operação podem ser variáveis, fixos e gerais. Variáveis (diretos), quando estão vinculados às operações de produção na mina e processamento. Fixos (indiretos), quando independem da produção, ou seja, são os custos inerentes às operações de suporte ao processo produtivo.

JIMENO e REVUELTA (1997) definiram os custos de operação como aqueles gerados de forma continuada durante o funcionamento de uma operação, e podem ser subdivididos em três categorias: custos diretos, custos indiretos e custos gerais:

Custos Diretos

Segundo JIMENO e REVUELTA (1997), os custos diretos ou variáveis podem ser considerados como custos primários de uma operação e consistem, basicamente, nas contribuições de pessoal e materiais.

- Pessoal – da operação, de supervisão da operação, da manutenção e de outros encargos salariais etc.
- Materiais – itens como: reposição e materiais de consertos, materiais de consumo: combustíveis, energia e água, matérias-primas entre outros custos.

Custos Indiretos

Conforme JIMENO e REVUELTA (1997), os custos indiretos ou fixos que independem da produção. Esse tipo de custos pode variar com o nível da produção projetado, mas não diretamente com a produção obtida. Os principais componentes são:

- Pessoal – incluem: administrativo, segurança, técnico, serviços entre outros.
- Seguros.
- Depreciação.
- Juros.
- Tributos (impostos).
- Reabilitação de terrenos.
- Viagens, reuniões etc.
- Gastos de oficina e serviços.
- Relações públicas e publicidade.
- Desenvolvimento e preparação (para a lavra)

Custos Gerais

JIMENO e REVUELTA (1997) argumentaram que os gastos gerais podem ser considerados ou não como parte dos custos operacionais e, embora alguns correspondam a um determinado processo ou unidade, contemplam-se a um nível corporativo do ciclo completo de produção. Os custos gerais podem ser:

- Custos administrativos – incluem: salários do pessoal de engenharia, gerência e administração geral, contabilidade, material consumido, departamento central de planejamento e geología, departamento jurídico e financeiro, despesas de viagem, despesas médicas e hospitalares, despesas de educação entre outras.

- Custos de comercialização – compreendem os salários do pessoal de *marketing* e vendas, estudos de mercado, despesas de viagem e gastos de representação entre outros.

11.3. Estimativa de Custos

Após a definição do ritmo ótimo de produção – escala de produção – e, conseqüentemente, a vida útil da mina, o próximo passo é realizar estimativas de custos de um projeto. É uma etapa imprescindível para a viabilidade de uma alternativa de investimento de capital, visto que os custos elevados podem ser proibitivos para a implantação de um projeto mineiro, sobretudo diante das singularidades pertinentes à indústria da mineração. Não é uma tarefa fácil estimar custos – investimentos e operacionais –, mas há alguns meios para obter estas informações, tão necessárias na determinação dos fluxos de caixa de um projeto. A base de dados e os fatores utilizados nas estimativas de custos devem ser constantemente atualizados.

Tipos de Estimativas de Custos

Para uma correta avaliação econômica de projetos mineiros, uma estimativa de custos a mais precisa possível deve ser alcançada, pois os resultados obtidos interferem no fluxo de caixa e, por conseguinte, na rentabilidade das alternativas de investimento. As empresas buscam, por um lado, a maximização das receitas; por outro lado, existe a preocupação constante com a redução dos custos dos projetos, a fim de propiciar o início e/ou continuidade de suas operações.

Dessa forma, JIMENO e REVUELTA (1997) evidenciaram que na etapa de exploração, a avaliação dos projetos é baseada em estudos e critérios que tentam associar a informação geológica e os dados de engenharia (parâmetros técnicos) com estimativas preliminares de custos e receitas (parâmetros econômicos), para realizar uma análise preliminar da viabilidade técnico-econômica do projeto (estudo de pré-viabilidade). Na etapa de construção, os estudos e critérios a serem aplicados reúnem dados baseados em

trabalhos de engenharia de detalhe e estimativa de custos, gerados com um alto nível de confiança, para uma avaliação final do projeto como unidade produtiva.

Existem diversos tipos e classificações de estimativas de custos. Neste trabalho, é apresentada a classificação de estimativas de custos elaborada por GENTRY e O'NEIL (1984). Assim, os autores mencionados ressaltaram que há quatro tipos básicos de estimativas de custos usados na avaliação de novas propriedades de mineiras. Elas refletem vários estágios de progresso no projeto:

- 1) Descoberta e indicação do potencial mineiro mediante esforços de exploração.
- 2) Estimativa *de ordem de grandeza* dos custos para o estudo de viabilidade preliminar.
- 3) Programa de exploração detalhado, incluindo testes metalúrgicos de amostras obtidas e indicação das exigências de processamento mineral, isto é, definição do processo de tratamento mineral.
- 4) Estimativa *preliminar* dos custos para o estudo de viabilidade.
- 5) Desenvolvimento de dados e cálculos necessários para o projeto de engenharia da mina e planta de tratamento, incluindo a seleção preliminar de equipamentos.
- 6) Estimativa *definitiva* dos custos para o estudo de viabilidade.
- 7) Projeto detalhado de engenharia da mina e planta de beneficiamento, incluindo especificações, diagramas de fluxos etc.
- 8) Estimativa *detalhada* dos custos para o estudo de viabilidade.
- 9) Construção da planta e desenvolvimento da mina.
- 10) Partida (*start-up*) e operação.
- 11) Produção.

A tabela 11.3 apresenta um comparativo simplificado dos principais métodos de estimativa de custos.

Tabela 11.3: Comparação dos métodos de estimativa de custos

TIPO DE ESTIMATIVA DE CUSTOS E ETAPA ASSOCIADA DE DESENVOLVIMENTO DO PROJETO	PRECISÃO (%)	TEMPO NECESSÁRIO PARA A ESTIMATIVA	IMPREVISTOS NECESSÁRIOS (%)	REALIZAÇÃO DE ENGENHARIA (%)	DESEMBOLSO DE CAPITAL (%)
Ordem de grandeza	30 – 50	1 – 2 dias	20 – 30	5	0,5
Preliminar	10 – 30	1 – 6 semanas	10 – 20	15 – 20	2 – 5
Definitiva	10	3 meses	6 – 10	50 – 60	10 – 15
Detalhada	5	2 – 9 meses	4 – 7	90 – 100	50 – 60

Fonte: Traduzida de JIMENO e REVUELTA (1997)

Da tabela 11.3, GENTRY e O'NEIL (1984) consideraram a *realização de engenharia* como o percentual de realização do esforço de pré-produção, enquanto o *desembolso de capital* refere-se ao percentual de capital de pré-produção gasto no momento da estimativa.

Os quatro tipos de estimativas de custos são detalhados no **Adendo II**, de acordo com GENTRY e O'NEIL (1984)

Para JIMENO e REVUELTA (1997), no processo de estimativa de custos é fundamental identificar os principais componentes dos mesmos. A esse respeito, convém lembrar a chamada *Lei de Pareto*, segundo a qual, em qualquer distribuição global de conceitos que tem um efeito variável sobre os custos, aproximadamente 20% dos conceitos principais produzem 80% dos efeitos totais sobre os ditos custos. Isso significa que nem sempre, ao identificar muitos componentes de custos, a precisão da estimativa aumenta, uma vez que apenas alguns custos exercem uma grande influência.

Os efeitos da Lei de Pareto sobre os custos são mostrados na figura 11.3.

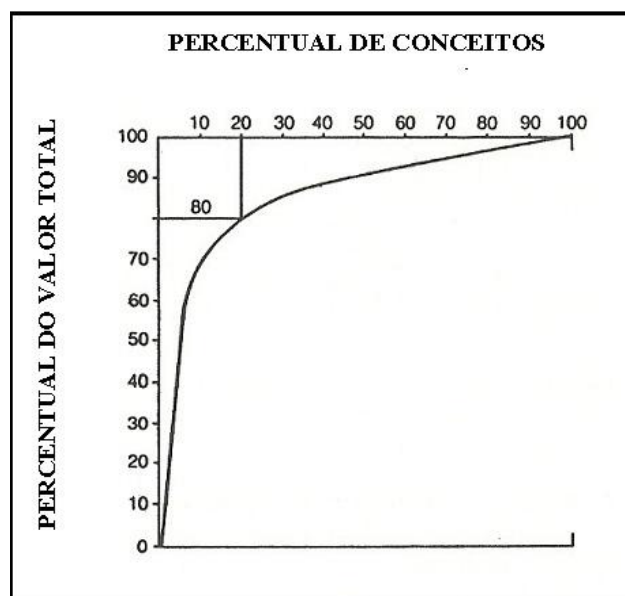


Figura 11.3: Lei de Pareto

Fonte: BERMÚDEZ e JIMENO (1994)

No desenvolvimento de um projeto, em geral, as estimativas finais de custos diferem das estimativas iniciais efetuadas. Desse modo, GENTRY e O'NEIL (1984) apontaram que, na prática, um importante fenômeno de estimativa acontece: o custo estimado de um projeto sempre aumenta a cada melhoria sucessiva na estimativa. Raro é o projeto que apresenta estimativa detalhada de capital menor do que foi nos estágios de ordem de grandeza ou preliminar. Logo, alguma limitação está em ordem quando um projeto parece extraordinariamente rentável nos estágios iniciais.

Outro aspecto a ser considerado nas estimativas de custos é o aperfeiçoamento das informações à medida que o projeto avança. Portanto, debruçados em suas pesquisas, GENTRY e O'NEIL (1984) concluíram que, quando o projeto progride em direção ao desenvolvimento real, a quantidade e a qualidade dos dados tornam-se cada vez melhores. Como resultado, os imprevistos ou contingências tornam-se menores quando as estimativas de custos melhoram. Mesmo que a precisão e a qualidade da estimativa de custo melhorem quando o projeto se move cada vez mais perto do final, a experiência do mundo real sugere que as estimativas de custos sofrerão variações dos custos do projeto real por algum percentual. No entanto, os valores reais de variação em torno da

média são muitas vezes imprevisíveis, devido à multiplicidade de variáveis envolvidas no projeto.

De acordo com WELLMER ET AL. (2008), para um estudo de viabilidade negociável em banco e utilizado como uma base para financiamento e decisões de investimento, os custos têm que ser determinados “*ab ovo*”, ou seja, desde o começo: custos de investimento são baseados em ofertas reais (*real offers*), os custos operacionais são calculados diretamente de material de consumo, salários e ganhos, serviços, disponibilidade de maquinaria etc. Estudos de pré-viabilidade e avaliações preliminares são baseados em estimativas de custos indiretos, isto é, custos similares. Esses custos são derivados mediante comparação entre plantas existentes ou plantas estabelecidas recentemente. Custos totais são considerados em vez de custos específicos para itens individuais (tais como para estrutura principal de uma mina – guinchos –, sistemas de içamento de material da mina ou o próprio poço inclinado ou vertical), isto é, custos de capital agregados e custos operacionais para a lavra e beneficiamento.

Um procedimento a ser adotado na estimativa de custos é a reunião de dados de custos, os quais devem ser constantemente revisados.

Há inúmeros mananciais de informações passíveis de utilização na obtenção de dados relativos a custos. WELLMER ET AL. (2008) relataram algumas fontes, por exemplo:

- Informações reunidas durante visitas a minas.
- Relatórios de companhias: devido a estritas normas de regulação de bolsas de valores, empresas de mineração canadense e australiana, em especial, são obrigadas a publicar relatórios detalhados de suas minas, incluídas análises de custos.
- Revistas internacionais de mineração (e.g., *Engineering Mining Journal*, *Mining Magazine*, *Mining Journal*, *International Mining*, *Canadian Mining Journal*, *Bulletin of the Australasian Institute of Mining and Metallurgy*, *Bulletin of The Canadian Institute of Mining and Metallurgy*) trazem, regularmente reportagens

sobre novos projetos mineiros com seus custos de capital. “*Mining Journal*” com regularidade publica um suplemento com dados individuais sobre minas de ouro da África do Sul. O “*Canadian Mines Handbook*” e o “*Register of Australian Mining*”, ambos anuais, algumas vezes publicam custos de novos projetos. Uma boa fonte para custos operacionais de minas do Canadá é o anual “*Canadian Mining Journal Mine Sourcebook*”. A revista “*Engineering and Mining Journal* (E&MJ) publica a cada ano em sua edição de janeiro, uma lista de projetos de investimento de capital por todo o mundo com custos de investimento.

Ajustes de Custos

Os custos de um projeto podem ser alterados em algumas circunstâncias, por exemplo, diante de efeitos inflacionários, aspectos tecnológicos etc. Diante destas situações, os índices de custos auxiliam na atualização dos custos ao longo do tempo.

De acordo com GENTRY e O’NEIL (1984), um índice de custo fornece um meio para comparar mudanças de custos ou preços de um ano a ano para uma quantidade fixa de bens, ou seja, o índice de custo é simplesmente um número adimensional para um determinado ano, mostrando o custo naquele tempo relativo ao ano base. Portanto, se o custo de um item em algum tempo no passado for conhecido, o custo atual pode ser estimado como a seguinte expressão:

$$\text{Custos hoje} = \text{Custos no ano } x \times \left[\frac{\text{índice hoje}}{\text{índice no ano } x} \right]$$

Com o ajuste de custos é possível comparar projetos com custos similares em diferentes momentos. Segundo GENTRY e O’NEIL (1984), o índice de custos é um método relevante, porque fornece um meio de usar valores de custos históricos reais como uma base para determinar os valores de custos atuais.

Há vários índices para ajustar custos a efeitos inflacionários. WELLMER ET AL. (2008) certificaram que o melhor índice para ajustar custos de capital à inflação para minas na América do Norte (Estados Unidos e Canadá) é o *American Marshall and Swift and Mill Index*, publicado juntamente com outros índices de custos de capital na revista “*Chemical Engineering*”.

11.4. Estimativa de Custos de Capital (CAPEX)

Os custos de capital incorridos no desenvolvimento de uma mina dependem de vários fatores.

Desse modo, na percepção de RUDENNO (2009), algumas questões influenciam nos custos de capital, mas não se limitam:

- Ao tipo de material.
- Ao método de lavra – subterrânea ou a céu aberto.
- À infraestrutura presente – energia, cidade, aeroporto, estradas e ferrovias.
- À disponibilidade de água e distribuição de energia.
- À topografia – terreno e áreas adequadas disponíveis para instalações da mina, barragem de rejeitos, pilhas de estéril e barragens de água.
- Ao clima – por exemplo, umidade, índice pluviométrico e temperatura.

Métodos de Estimativa de Custos de Capital

Não é uma tarefa fácil estimar custos vinculados à atividade de mineração, em virtude de distintas técnicas e equipamentos usados. Neste trabalho, foi feita uma compilação de vários métodos de estimativa de custos de capital, os quais foram abordados por alguns autores.

Estimativa de Capital de Giro

As estimativas de capital de giro ou capital circulante podem ser realizadas com base em alguns dados de primordial importância para um projeto, a saber: custos de operação, receitas anuais de vendas do bem mineral e capital fixo. O capital circulante ou capital de giro representa a diferença entre o ativo circulante e o passivo circulante. O ativo circulante é composto por bens e direitos realizáveis em curto prazo, ou seja, até o final do exercício seguinte. Por outro lado, o passivo circulante é formado pelas obrigações da empresa exigíveis em curto prazo (exercício social seguinte ou ciclo operacional da empresa, se este for maior do que um ano).

Na visão de O'HARA (1980) apud JIMENO e REVUELTA (1997), o capital circulante deve ser equivalente aos custos de operação estimados de quatro meses, sobre uma base de produção completa.

No entanto, consoante JIMENO e REVUELTA (1997), um método alternativo ao anterior consiste em considerar o circulante um percentual das receitas anuais por vendas. O valor que se manipula é da ordem de 30%. Outro procedimento baseia-se em estimar o capital circulante necessário como um percentual do investimento de capital fixo. Normalmente, oscila entre 10% e 20%, sendo razoável um valor médio de 15%. Geralmente, assume-se que o capital de giro seja estabelecido no início do projeto, e recuperado ao final da vida do mesmo.

Para GENTRY e O'NEIL (1984), tipicamente a estimativa de capital de giro é baseada em 10–20% do investimento de capital fixo ou sobre uma estimativa de custos de 1–3 meses associados com os itens de custos precedentes. Esses tipos específicos de estimativas são talvez mais apropriados para instalações de processo ou beneficiamento. O capital de giro para operação de lavra propriamente dita é determinado como uma parcela do custo de operação anual:

$$\text{Capital de giro} = \frac{\text{custo operacional}}{\text{ton}} \times \frac{\text{toneladas lavradas}}{\text{ano}} \times \frac{Y \text{ meses}}{12 \text{ meses}}$$

O valor de *Y* depende em grande extensão da dimensão de informação confidencial de comercialização (*marketing “pipeline”*) para a instalação (ou seja, o período de tempo que leva o produto para alcançar seu mercado e para o pagamento ser recebido pelo produtor). Tipicamente um período de três meses é usado no cálculo, embora para minas localizadas em locais remotos, um valor mais alto pode ser adequado.

Método da Mesa Redonda

De acordo com JIMENO e REVUELTA (1997), é um procedimento de estimativa subjetivo que propicia um simples valor, baseado na experiência ou na comparação direta com outros projetos similares. Consiste, geralmente, em reunir profissionais das diversas áreas da empresa e, em torno de uma mesa, define-se o custo total do projeto.

Método do Custo Unitário ou Investimento

É outro método simples de estimativa de custos, utilizando dados relativos à capacidade do projeto.

Segundo JIMENO e REVUELTA (1997), esse método consiste em multiplicar a capacidade da instalação pelo investimento específico, que se expressa normalmente pelo capital investido por tonelada anual produzida ou tratada. Alguns dados de investimentos específicos, referidos exclusivamente a explorações mineiras, são reunidos na tabela 11.4.a.

Tabela 11.4.a: Investimentos específicos em minas

TIPO DE EXPLOTAÇÃO	INVESTIMENTO ESPECÍFICO (\$/t-ano)
MINAS DE CARVÃO	
- A céu aberto	3.000 – 13.000
- Subterrâneas	7.000 – 17.000
MINAS METÁLICAS	
- A céu aberto	6.000 – 19.000
- Subterrâneas	10.000 – 26.000

Fonte: Traduzida de JIMENO e REVUELTA (1997)

A título de ilustração, JIMENO e REVUELTA (1997) estimaram o desembolso de capital necessário para um projeto de uma mina de cobre com produção anual prevista de 5,0 milhões de toneladas de minério, cujo investimento específico foi de \$16.000 por tonelada de minério extraído. Assim, o investimento total é estimado:

$$\frac{\$16.000}{t \text{ anual}} \times 5.000.000 \text{ t anual} = \$80.000.000.000$$

JIMENO e REVUELTA (1997) ponderaram que, frequentemente, comete-se um erro ao aplicar esse método fora do intervalo de capacidades, onde é válido o investimento específico considerado. Por isso, desenvolveu-se o método chamado de ajuste exponencial da capacidade.

Método do Índice de Faturamento

É um método de estimativa de custo muito simples, baseado no índice de vendas para um projeto mineiro.

Para GENTRY e O'NEIL (1984), o método do índice de faturamento (*turnover ratio method*) também utiliza dados históricos de plantas ou operações similares para calcular o investimento de capital. O índice de vendas é igual ao valor do produto por tonelada dividido pelo investimento do projeto. Por exemplo, se o índice de vendas para um típico depósito de cobre porfirítico a céu aberto for estimado entre 0,30 e 0,35 por tonelada de capacidade, e se o produto for vendido por \$2000 / t de cobre metálico, então o investimento estimado em um complexo de mineração antecipado a produzir 100.000 t de cobre anualmente seria:

$$\text{Investimento do projeto} = \left(\frac{\text{preço de venda}}{\text{índice de vendas}} \right) \times \text{capacidade de produção (t)}$$

$$\text{Investimento do projeto} = \left(\frac{\$2.000/t}{0,30} \right) \times 100.000 \cong \$666.700.000$$

JIMENO e REVUELTA (1997) ressaltaram que, em mineração, verifica-se que a relação entre o faturamento anual e o investimento total oscila entre 0,30 e 0,50. Para ilustrar, foi determinado o investimento necessário para uma produção desejada de 100.000 t/ano de um bem mineral, com preço de venda de \$15.000 / ano, e índice de vendas igual a 0,35.

$$\text{Investimento do projeto} = \left(\frac{\text{preço de venda}}{\text{índice de vendas}} \right) \times \text{capacidade de produção (t)}$$

$$\text{Investimento do projeto} = \left(\frac{\$15.000/\text{t}}{0,35} \right) \times 100.000 \text{ t} \cong \$4.285.700.000$$

Método de ajuste exponencial da capacidade

O método de ajuste exponencial da capacidade (*exponential capacity-adjustment method*) relaciona os custos de investimento à capacidade através de equações exponenciais.

Segundo JIMENO e REVUELTA (1997), esse método é também conhecido como Regra de Williams, utilizados nos casos em que se deseja obter uma *ordem de magnitude* dos investimentos, com uma precisão tão-somente de $\pm 25\%$.

Para GENTRY e O'NEIL (1984), os custos de capital de um projeto podem ser expressos como:

$$\text{Custo} = k \times [\text{Capacidade}]^x$$

sendo,

x um fator exponencial, e k uma constante. Visto que os custos de capital variam de alguma forma com a capacidade, é importante incorporar esse aspecto no procedimento

de estimativa. Esse método permite que os custos de um novo projeto sejam estimados a partir de um custo de projeto conhecido e uma relação de suas capacidades. A regra do expoente diz que a relação dos custos é diretamente proporcional às capacidades elevadas a uma potência exponencial como mostra a equação seguinte:

$$\frac{[Custo]A}{[Custo]B} = \left[\frac{(Capacidade)A}{(Capacidade)B} \right]^x$$

$$[Custo]B \times \left[\frac{(Capacidade)A}{(Capacidade)B} \right]^x = [Custo]A$$

$$[Custo]B = \frac{[Custo]A}{\left[\frac{(Capacidade)A}{(Capacidade)B} \right]^x} = [Custo]A \times \left[\frac{(Capacidade)B}{(Capacidade)A} \right]^x$$

onde, x é o fator exponencial.

Inclinados em seus estudos, GENTRY e O'NEIL (1984) alertaram que o fator mais crítico nesse cálculo de estimativa de custos é o valor de x , o fator exponencial; a sua determinação é baseada nas curvas de capacidade-custo. O método normal é a coleta de dados de custo e capacidade para projetos de mineração através de literatura técnica, dados privados de custos, fontes de governos, bancos ou arquivos de estimativa de custos.

Para melhores resultados na aplicação desse método, é recomendável que os gráficos sejam feitos para vários tipos de bens minerais, métodos de lavra, plantas de beneficiamento mineral etc.

Após anos de experiência, GENTRY e O'NEIL (1984) certificaram que, em geral, o fator exponencial variará de **0,1** a maior do que **1,0**. Em projetos característicos de

lavra, valores típicos variam entre **0,5** e **0,9**. Para plantas de processamento mineral, valores comumente usados são de **0,6** a **0,7**.

JIMENO e REVUELTA (1997) acrescentaram que, nas plantas de tratamento, pode-se aplicar, sem muito erro, um fator exponencial de **0,67**.

O fator exponencial é obtido do gráfico, elaborado com os dados de custos e capacidades. Se for plotado em uma escala (log-log), uma linha reta é ajustada aos dados, e a inclinação desta linha representa o valor de x , como mostra a figura 11.4.a.

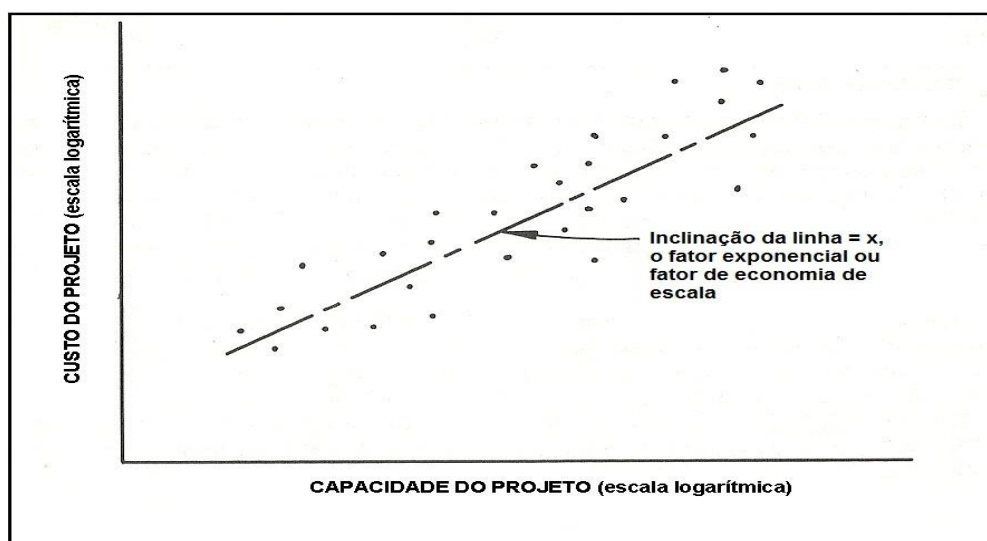


Figura 11.4.a: Relação entre custo de capital e capacidade

Fonte: Traduzida de GENTRY e O'NEIL (1984)

Com base na figura 11.4.a, JIMENO e REVUELTA (1997) observaram que, embora se tenha recorrido à hipótese simplista de estabelecer uma relação linear entre os logaritmos dos investimentos e os logaritmos das capacidades, na prática obtém-se um melhor ajuste com linhas curvas, que resultam em distintos valores de x para diferentes valores de capacidade conforme a figura 11.4.b.

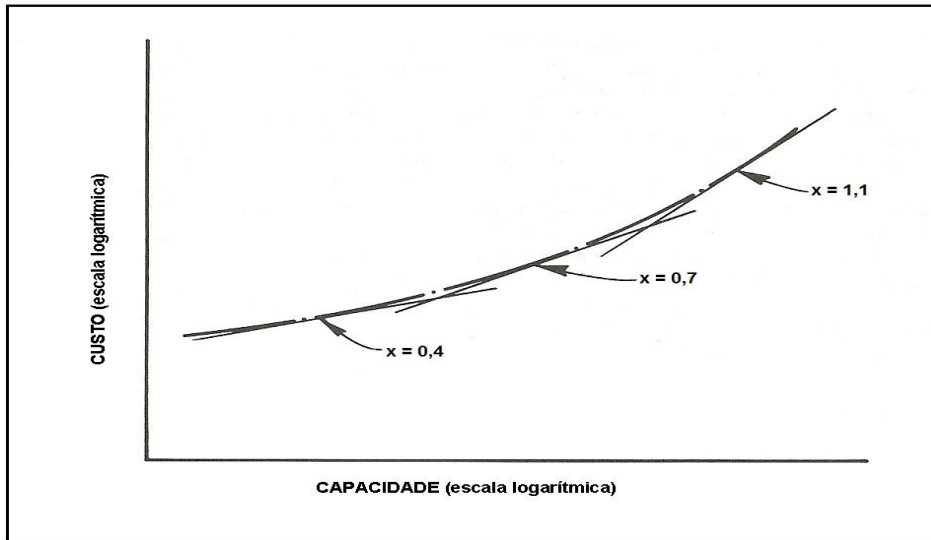


Figura 11.4.b: Valores do fator de economia de escala segundo distintos intervalos de capacidade

Fonte: Traduzida de JIMENO e REVUELTA (1997)

GENTRY e O'NEIL (1984) alertaram que esse método pode, na teoria, ser modificado para incorporar tratamento de fatores tais como inflação, localização do projeto, e tendências tecnológicas. A expressão seguinte mostra a fórmula original modificada, considerando tendências inflacionárias e localizações de projetos.

$$\frac{[Custo]A}{[Custo]B} = \left[\frac{(Capacidade A)}{(Capacidade B)} \right] \times \left[\frac{IA}{IB} \right] La$$

onde,

IA é o índice de custo no tempo presente e localização do projeto proposto, IB é o índice de custo no tempo de construção do projeto existente, e La é o fator de localização para o projeto proposto.

É evidente que qualquer técnica de estimativa de custos está sujeita a restrições em seu uso. Por consequência, GENTRY e O'NEIL (1984) asseveraram que as curvas de custo-capacidade têm limitações a serem lembradas pelos projetistas, às quais são resumidas a seguir:

- 1) A estimativa é somente significativa quando dados comparáveis são usados para estimativa. Na construção das curvas capacidade-custos, atenção especial deve ser dada aos métodos de lavra e de processamento, o grau em que a infraestrutura é incluída, a *commodity* envolvida, e a semelhança de dados de custos utilizados.
- 2) A repartição do projeto de lavra e de processamento mineral em padrões de custo específico melhora a precisão da estimativa. O grau de decomposição é uma função do tempo e custos disponíveis para alcançar uma precisão desejada.
- 3) A precisão da estimativa é mais confiável quando a mudança de capacidade é pequena. Portanto, relações superiores a 3:1 não são recomendadas.

Para ilustrar o uso desta técnica de estimativa de custos de capital, JIMENO e REVUELTA (1997) consideraram um investimento de \$200.000.000,00 em uma planta de beneficiamento de agregados – fragmentação e classificação –, com capacidade de 300 t/h. Com essas informações, o investimento necessário para uma instalação semelhante pode ser determinado, cuja capacidade é de 200 t/h. O fator de economia de escala ou fator exponencial utilizado é igual a 0,67. Assim, tem-se:

$$\text{Capacidade } A = 300 \text{ t/h} \rightarrow \text{Custo } A = \$200.000.000,00$$

$$\text{Capacidade } B = 200 \text{ t/h} \rightarrow \text{Custo } B = ?$$

$$\frac{[\text{Custo } A]}{[\text{Custo } B]} = \left[\frac{(\text{Capacidade } A)}{(\text{Capacidade } B)} \right]^{0,67}$$

$$[\text{Custo } B] = [\text{Custo } A] \times \left[\frac{(\text{Capacidade } B)}{(\text{Capacidade } A)} \right]^{0,67}$$

$$[\text{Custo } B] = [200.000.000] \times \left[\frac{200}{300} \right]^{0,67} = [200.000.000] \times [0,762]$$

$$\text{Custo } B \text{ ou Investimento } B = \$152.400.000$$

Custo de Equipamentos

É um método utilizado com base nos custos dos equipamentos principais de um projeto.

Por consequência, GENTRY E O'NEIL (1984) ressaltaram que alguns meios de estimar custos de equipamentos principais devem ser estabelecidos antes de desenvolver os custos de capital total do projeto.

Desse modo, visando à estimativa dos custos de equipamentos principais, JIMENO e REVUELTA (1997) mostraram que é possível utilizar equações que correlacionam o parâmetro mais característico do equipamento com o custo do mesmo. As expressões mais empregadas são da forma:

$$Custos = a \times (X)^b$$

onde,

X é o parâmetro característico do equipamento e a e b são constantes determinadas ao ajustar os dados de preços, com o citado X , pelo método dos mínimos quadrados. Em muitos casos, diferentes valores para a e b se devem ser determinados para distintos intervalos de X , tal como se tem indicado para os investimentos totais.

Como exemplo, o custo de um jigue com capacidade de 100 toneladas por hora foi estimado, utilizando a equação desenvolvida da tabela de MULAR²³ (1978a) apud GENTRY e O'NEIL (1984). Logo, tem-se:

$$Custo = 1.729 \times (X)^{0,247} = 1.729 \times (100)^{0,247} = \$5.393$$

²³ A tabela desenvolvida por MULAR (1978a) mostra dados para alguns equipamentos básicos de lavra e processamento mineral com adequados valores de X , a e b .

Método do Índice de Custo

Método aplicado na estimativa do investimento de um projeto, fundamentado nos custos dos equipamentos principais.

Segundo GENTRY e O'NEIL (1984), esse método pode-se relacionar com o projeto no todo ou a classes específicas de equipamentos principais.

JIMENO e REVUELTA (1997) enfatizaram que esse método requer a valoração dos equipamentos principais da planta de tratamento ou da mina. Assim, se o custo de aquisição desses equipamentos for igual a I_E , dada a proporcionalidade que existe entre o dito valor e o investimento total, este pode ser calculado com expressões do tipo:

$$\textit{Investimento Total do Projeto} (I_T) = K \times \textit{Custos dos Equipamentos Principais} (I_E)$$

BERMÚDEZ e JIMENO (1994) esclareceram que a constante K é conhecida como Fator de Lang. Nas plantas de beneficiamento mineral os valores oscilam entre 3 e 5, de acordo com o tipo de processamento aplicado:

a) Plantas de processamento de sólidos:

$$I_T = 3,10 \times I_E$$

b) Plantas de processamento de sólidos e líquidos:

$$I_T = 3,63 \times I_E$$

c) Plantas de processamento de líquidos:

$$I_T = 4,74 \times I_E$$

A precisão dessas estimativas alcança 20%. Todavia, para aplicar esse método, por exemplo, em uma planta de processamento mineral, é necessário ter mais informações: fluxograma, descrição da planta, situação topográfica, especificações preliminares dos equipamentos, lista de motores etc. (JIMENO; REVUELTA, 1997)

Método do Índice de Custo de Equipamentos

Como o próprio nome sugere, esta técnica de estimativa é baseada no método do índice de custo.

Segundo JIMENO e REVUELTA (1997), o método do índice de custo de equipamentos é um aperfeiçoamento do índice de custo, porque em lugar de usar um só fator para o conjunto da instalação, empregam-se diversos fatores para cada categoria ou classe de equipamentos semelhantes. Se o custo de cada unidade principal i da instalação for C_i , o investimento total será igual a:

$$I = \sum K_i \times C_i$$

Onde:

I = investimento ou custo total da instalação.

K_i = índice de custo de equipamentos, correspondente ao equipamento de classe i .

C_i = custo do equipamento de classe i .

Para esclarecimento do conceito geral desse método de estimativa de custos, o exemplo a seguir (depois de JARPA, 1977) apud GENTRY e O'NEIL (1984) é mostrado. Suponha uma operação de carvão (caminhão-escavadeira). Os centros dos custos principais seriam provavelmente classificados como a remoção do capeamento (*overburden removal*), perfuração, detonação, carregamento e transporte. Admitindo que não haja unidades de equipamentos principais (*major pieces of equipment*) exceto

perfuratrizes envolvidas na operação unitária de detonação, os equipamentos principais para o projeto são *scrapers*, perfuratrizes, escavadeiras (*shovels*) e caminhões.

Sendo *CI* o *custo de investimento* ou *capital de investimento*, então o custo total do projeto pode ser representado como:

$$\begin{aligned} \text{Custo de investimento total dos equipamentos} &= \text{CI total dos equipamentos} = \\ &= \text{CI Scrapers} + \text{CI perfuratrizes} + \text{CI Escavadeiras} + \text{CI Caminhões} \end{aligned}$$

Com a expressão para o método do índice de custo:

$$\text{Custo total do projeto} = K \times (\text{CI total dos equipamentos})$$

Pode-se calcular o custo do investimento para cada classificação de equipamentos, segundo as técnicas mencionadas previamente. Desse modo, supõe-se que o custo de equipamentos seja determinado pela seguinte expressão:

$$\text{Custo} = a \times (X)^b$$

Portanto, é possível calcular o investimento total de capital do projeto (*total Project capital investment*) para um projeto com uma determinada capacidade de produção (*A*, *t/ano*), de acordo com a tabela 11.4.b.

Tabela 11.4.b: Parâmetros nas relações do índice de custos

Classe de equipamento	CI (Custo de investimento)	% do CI total	Fator exponencial "b"
<i>Scrapers</i>	C _{sc}	SC	sc
Perfuratrizes	C _p	P	p
Escavadeiras (<i>shovels</i>)	C _e	E	e
Caminhões	C _c	C	c
Projeto total	C	100	Y (desconhecido)

Fonte: Traduzida de GENTRY e O'NEIL (1984)

Com esses parâmetros o investimento total de capital dos equipamentos (*total equipment capital investment*) é dado assim:

$$C = (C_{sc} + C_p + C_e + C_c)$$

O investimento total de capital dos equipamentos exigido para a mesma ou similar operação de diferente capacidade de produção (B, t/ano) pode ser determinado, quando se admite que a maior produção seja alcançada apenas pelo aumento do tamanho ou capacidade de expansão do equipamento (*equipment spread*). Se se permitir que a capacidade ou relação de tamanho seja igual a:

$$Q = \frac{B}{A},$$

A expressão resultante pode ser escrita da seguinte forma:

$$Q^y = SCQ^{sc} + PQ^p + EQ^e + CQ^c$$

Resolvendo a equação, obtém-se o valor do expoente total de escala do projeto (*total Project scaling exponent*), y. Então, o custo de investimento total de capital do projeto (*total Project capital investment cost*) para a operação de lavra tendo uma capacidade de produção B (t/ano) é:

$$Custo_B \text{ total do projeto} = K \times Q^y \times C$$

Uma aplicação relativa ao referido método é apresentada no **Adendo III**.

Método do Índice de Custos de Componentes

Este método é baseado na técnica do índice de custo, com uma separação dos custos, possibilitando uma maior precisão nas estimativas.

Para JIMENO e REVUELTA (1997), no plano de engenharia básica é o método mais usado, com um erro de cerca de $\pm 15\%$. Além disso, esse método baseia-se no custo dos equipamentos principais e auxiliares. Os itens restantes são calculados como um percentual do dito custo e a soma de todos eles, junto com o custo dos equipamentos, constituem o investimento total da instalação. O custo total da instalação pode ser obtido através da seguinte equação:

$$I_T = I_E \times \left(1 + \sum \left(\frac{K_i}{100}\right) \times (1 + g)\right)$$

Sendo:

I_T = custo total da instalação.

I_E = custo total dos equipamentos principais e auxiliares.

K_i = índice de custo do item i expresso em percentual do custo de equipamento.

g = fator de custos indiretos, tais como imprevistos e engenharia.

Como mencionado previamente, GENTRY e O'NEIL (1984) confirmaram que esse método consegue uma melhor precisão em virtude da adoção de fatores separados para os vários itens de custos. Além disso, os ajustes de componentes de equipamentos podem ser feitos nesse estágio bem como os fatores de conversão para localização e tempo. Estimativas com a decomposição de fatores devem ser baseadas em projetos propostos, fluxogramas, e catálogos de especificações de equipamentos para melhorar a precisão. Os itens básicos fornecidos nos projetos, fluxogramas etc. devem ser itens principais tais como equipamentos de lavra, equipamentos de beneficiamento, estruturas das construções, toneladas de concreto para fundações, estradas etc.

A Regra dos Seis Décimos para Custos de Capital

De acordo com WELLMER ET AL. (2008), se as informações de custos disponíveis forem restritas a uma única planta comparável, ou se uma planta for comparável em

capacidade aproximada, a regra dos *seis décimos* (*the 0.6-rule for capital costs*) para estimativas de custos de capital pode ser aplicada.

A regra dos *seis décimos*, desenvolvida inicialmente por MULAR (1978b), pode ser expressa da seguinte maneira:

$$\frac{\text{Custos de investimento } x}{\text{Custos de investimento } y} = \left[\frac{\text{Capacidade } x}{\text{Capacidade } y} \right]^{0,6}$$

Para WELLMER ET AL. (2008), a regra dos Seis Décimos é um caso especial da curva de potência $y = a.x^b$ com $b = -0,4$, visto que $0,6 = b + 1$.

Na equação $y = a.x^b$, os custos de capital por tonelada de capacidade são representados por y e a capacidade x .

WELLMER ET AL. (2008) salientaram que na fórmula dos Seis Décimos, entretanto, os custos específicos por tonelada de capacidade não são considerados, mas os custos absolutos. A notação para esses custos absolutos será I . Portanto, tem-se para a capacidade x_1

$$y_1 = \frac{I_1}{x_1} = ax_1^b$$

e para a capacidade x_2

$$y_2 = \frac{I_2}{x_2} = ax_2^b$$

Pela divisão das equações anteriores, obtém-se:

$$\frac{y_1}{y_2} = \frac{I_1}{I_2} \times \frac{x_2}{x_1} = \left(\frac{x_1}{x_2} \right)^b$$

$$\frac{I_1}{I_2} = \frac{x_1}{x_2} \times \left(\frac{x_1}{x_2}\right)^b = \left(\frac{x_1}{x_2}\right)^{1+b} = \left(\frac{x_1}{x_2}\right)^{0,6}$$

Portanto, isso prova que para a regra dos seis décimos, $b = -0,4$.

A título de ilustração, WELLMER ET AL. (2008), mostraram que em 1999 uma draga de caçamba (*bucket line dredge*) com peneira e bomba foi construída para um depósito aluvial na Austrália para uma capacidade de 150 t/h a um custo de \$7.2 milhões. Pode-se, então, aplicar a regra dos seis décimos para estimar o custo de uma draga de caçamba comparável, com uma capacidade de 200 t/h em 2004.

Em primeiro lugar, os custos de 1999 devem ser ajustados para a inflação daquela de 2004, usando o índice – *Marshall and Swift Mine and Mill Index*, apresentado por WELLMER ET AL. (2008).

$$\text{Custos hoje} = \text{custos no ano } x \times \left(\frac{\text{Índice hoje}}{\text{Índice no ano } x}\right); \text{ então:}$$

$$\text{Custos 2004} = \$7,2 \text{ milhões} \times \left(\frac{1.232,6}{1.106,0}\right) = \$8,02 \text{ milhões}$$

Então, a regra dos seis décimos pode ser aplicada:

$$\frac{\text{Custos de investimento (200t/h)}}{8,02} = \left(\frac{200}{150}\right)^{0,6}$$

$$\text{Custos de investimento (200t/h)} = 8,02 \times 1,19 = \$9,54 \text{ milhões}$$

O'HARA (1980) apud WELLMER ET AL. (2008) usou a regra dos seis décimos para deduzir uma regra geral para custos de capital de dados, predominantemente, do Canadá:

- Mineração a céu aberto em bancadas (*open cut mining*) com planta de beneficiamento.

$$I = A \times T^{0,6} \quad (T = \text{capacidade em t/dia})$$

- Mineração subterrânea com planta de beneficiamento:

$$I = B \times T^{0,6}$$

- No ano de 1980 o fator A foi de 400.000 para minas a céu aberto e B = 800.000 para minas subterrâneas.

O'HARA apud WELLMER ET AL. (2008) apontou que os fatores (A e B) utilizados nas expressões são considerados diretrizes apenas aproximadas, pois casos reais podem desviar consideravelmente.

Estimativas Detalhadas para Custos de Capital

Estas estimativas são as mais confiáveis, com informações consistentes sobre os custos de capital, visando à avaliação econômica do projeto. Se o resultado econômico for positivo, inicia-se a preparação do empreendimento, com a construção da usina de beneficiamento, desenvolvimento da mina e, em seguida, o objetivo final é alcançado, ou seja, a produção da substância mineral.

Para GENTRY e O'NEIL (1984), as estimativas detalhadas de custos são as últimas e mais precisas, baseadas em desenhos detalhados de engenharia, planos, fluxogramas e listas de equipamentos, mostrando o número do modelo e especificações etc. Nessa fase, normalmente, cotações reais foram apresentadas por contratantes, fornecedores e fabricantes.

Complementando a asserção anterior, JIMENO e REVUELTA (1997) explicaram que as estimativas detalhadas servem como guia para a aquisição de maquinaria, bem como elemento de controle e referência durante o desenvolvimento e construção do projeto. Cada componente de custo está codificado (por exemplo, materiais, mão-de-obra, equipamentos, trabalhos contratados etc.). O desenvolvimento de uma estrutura de custos com seus códigos correspondentes ajudam na definição e localização, integralmente, de todos os itens de custos que possam ter sido previamente identificados.

Imprevistos ou Contingências e Despesas de Engenharia

Na estimativa de custos de capital de um projeto mineiro são consideradas as provisões para imprevistos ou contingências, bem como despesas de engenharia.

Imprevistos

No que se refere aos imprevistos ou contingências, JIMENO e REVUELTA (1997) observaram que em qualquer estimativa de custos existe uma série de elementos que são avaliados como um percentual da soma de todos os outros componentes, conhecidos como imprevistos ou contingências, resultantes de uma definição quantitativa incompleta do conteúdo do projeto. Os itens de imprevistos também incluem os possíveis erros relativos ao procedimento de estimativa empregado, bem como outros erros que são cometidos na elaboração de uma estimativa.

A utilização de um determinado percentual para imprevistos ou contingências está vinculada ao grau de precisão das estimativas realizadas.

Assim, em projetos de mineração, JIMENO e REVUELTA (1997) destacaram que, na etapa de estimativas definitivas, os imprevistos permitem lidar com as possíveis variações dos preços de equipamentos, omissões de determinados equipamentos de pequena envergadura, extras etc. Um valor comumente usado é de 15% do custo de

capital total dos equipamentos. Quando são obtidas cotações de fornecedores, pode-se reduzir esse percentual até 5%.

Gastos ou despesas de engenharia

GENTRY e O'NEIL (1984) advertiram que os gastos ou despesas de engenharia devem também ser atribuídos a estimativas de custos de capital, para estimar esses trabalhos especiais de seleção de equipamentos, desenho da mina, desenvolvimento do projeto, monitoramento do contratante etc.

Por consequência, JIMENO e REVUELTA (1997) afirmaram que o custo médio de engenharia, para projetos no setor de mineração, oscila entre 10 e 15% do custo de capital total dos equipamentos.

11.5. Estimativa de Custos Operacionais (OPEX)

Os custos operacionais dependem de uma série de condicionantes, por exemplo, localização do projeto, método de lavra e definição do processamento mineral etc. Vale lembrar que a estimativa de custos operacionais representa um elemento importante no cálculo do fluxo de caixa e, portanto, refletindo na rentabilidade de projetos.

No que concerne a problemas de custos associados ao desenvolvimento de projetos mineiros, KERNOT (1999) advertiu que existem alguns depósitos delineados em escala global e, a despeito de estarem bem localizados e com altos teores, não têm sido desenvolvidos. Em muitos casos, a razão principal é concernente à metalurgia do depósito. Isso pode ser explicado, ou devido à presença de elementos secundários no minério, tais como arsênio em um depósito de ouro e excesso de enxofre no carvão, os quais podem conduzir a adicionais custos de extração ou processamento e, por conseguinte, reduzir o retorno econômico; ou porque o metal ou mineral no depósito está associado a outro material, de modo que a extração e a purificação necessárias incorrerão em custos excessivos.

Métodos de Estimativa de Custos Operacionais

Alguns métodos de estimativas de custos operacionais são mostrados a seguir, a fim de fornecer uma visão geral do tema.

Método do projeto Semelhante

Tem como base a utilização de dados de projetos similares na estimativa de custos operacionais. Ainda que os dados de custos sejam obtidos, não é uma tarefa fácil realizar estimativas de custos operacionais, em virtude das variáveis intrínsecas pertinentes a cada projeto.

Nesse método, admite-se que o projeto ou processo de tratamento objeto de estudo seja semelhante a outro já existente, do qual os custos são conhecidos. Mesmo que uma informação detalhada seja disponível, há circunstâncias e condições, como a configuração geológica local, os equipamentos de lavra e beneficiamento e estratégia da empresa, que acarretam um desvio considerável do projeto em estudo. (JIMENO; REVUELTA, 1997).

Desse modo, GENTRY e O'NEIL (1984) observaram que, normalmente, regras práticas são usadas em conjunto com as estimativas disponíveis. Ao estimar uma pequena quantidade de informação (por exemplo, custos de pessoal) de projetos similares, a estimativa de custo operacional total pode ser desenvolvida, a partir de relações frequentemente usadas na estimativa de custos operacionais. Por exemplo, algumas das relações frequentemente utilizadas para estimar grosseiramente os custos operacionais para operações de lavra subterrânea são:

- a) Mão-de-obra = 50 a 55% do custo operacional total.
- b) Reparos, manutenção e suprimentos = 30 a 40% do custo operacional total.
- c) Diversos = 5 a 20% do custo operacional total.

No que concerne à aplicação de regras práticas de custos operacionais de minas subterrâneas, WELLMER ET AL. (2008) afirmaram que minas comparáveis (isto é, tipo de depósito similar, mesmo método de lavra) em países do mesmo padrão industrial, geralmente, têm padrões comparáveis de eficiência subterrânea. A experiência mostra que, em regra, os custos de salários constituem cerca de 50-60% dos custos operacionais subterrâneos. Portanto, estimativas de custos totais da mina podem ser feitas da produção por homem e por turno ($t / (H + T)$) e a soma de custos de mão-de-obra.

Convém ilustrar o uso de regras práticas para custos operacionais subterrâneos. Dessa maneira, WELLMER ET AL. (2008) consideraram a avaliação de um depósito de fluorita na Itália. É um depósito de veio. Assume-se que, devido aos modernos métodos de mineração sem trilhos e desenvolvimento através de uma rampa, uma produção de 20 t / (homem e por turno) pode ser conseguida, comparável às pequenas minas de barita em depósitos de veio na Alemanha. Os custos totais de mão-de-obra (isto é, custos diretos e indiretos de mão-de-obra tais como seguro etc.) são estimados em \$300/turno. Logo, os custos operacionais totais podem ser determinados.

Como a lavra em veio é intensiva em mão-de-obra, escolhe-se o limite superior da classe 50-60%. Com uma eficiência de 20 t / (H + T), chegando-se ao custo de mão-de-obra específico por tonelada de minério bruto.

$$300/20 = \$15/t$$

Assumindo uma cota de 60% de custo de mão-de-obra, os custos operacionais totais somam a:

$$15/0,6 = \$25/t$$

Estimativa de Custos de Curvas de Potência

Uma forma de estimar custos é o emprego de curvas de potência. Estas curvas são usadas para determinar a inter-relação entre custos e capacidades operacionais. As curvas de potência servem como base para alguns métodos de estimativas de custos operacionais, e podem também ser usadas na estimativa de custos de capital – investimento.

WELLMER ET AL (2008) mostraram que muitas vezes são usadas funções não lineares do tipo $y = a.x^b$, onde os custos são representados por y , a capacidade é x , e a e b são constantes. Assim, se a expressão logarítmica para essa equação for tomada e a curva de potência ótima expressa por $y = a.x^b$, então as constantes a e b podem ser obtidas mediante regressão linear:

$$\ln y = \ln a + b \times \ln x$$

Os coeficientes de regressão são:

$$b = \frac{\sum(\ln x_i) \times (\ln y_i) - \frac{\sum(\ln x_i) \times \sum(\ln y_i)}{n}}{\sum(\ln x_i)^2 - \frac{[\sum(\ln x_i)]^2}{n}}$$

$$a = \exp \left[\frac{\sum(\ln y_i)}{n} - b \frac{\sum(\ln x_i)}{n} \right]$$

Além disso, o quadrado do coeficiente de correlação r é:

$$r^2 = \frac{\left[\sum(\ln x_i) \times (\ln y_i) - \frac{\sum(\ln x_i) \times (\ln y_i)}{n} \right]^2}{\left[\sum(\ln x_i)^2 - \frac{[\sum(\ln x_i)]^2}{n} \right] \times \left[\sum(\ln y_i)^2 - \frac{[\sum(\ln y_i)]^2}{n} \right]}$$

Para obter o grau de correlação entre as variáveis, o coeficiente de correlação r é calculado. Ocorrem duas situações: se $r = 0$, não há correlação; por outro lado, quando $r = 1$, todos os pontos estão sobre a linha de regressão, isto é, há uma perfeita correlação. O r^2 representa uma medida do coeficiente de correlação, ou seja, indica em termos percentuais se a distribuição pode ser explicada pela regressão linear.

Para ilustrar a aplicação de curvas de potência, WELLMER ET AL. (2008) determinaram o custo operacional total para uma potencial mina subterrânea de metal base (*base metal*) em um depósito de sulfeto maciço com uma capacidade de 3.000 t/dia. Foram empregados dados publicados por uma entidade canadense ligada à mineração (*Canadian Mining Journal's 2003 Mining Sourcebook*), conforme tabela 4.8.3.2.a. Foram selecionados depósitos do mesmo tipo de minério – sulfetos maciços (*massive sulphides*) – com uma exceção: um veio de uma mina de ouro foi incluído porque ela também lavra um corpo de minério relativamente maciço.

Uma curva de potência da forma $y = a \cdot x^b$ (figura 11.5) pode ser traçada ao interpolar o conjunto de pontos da tabela 11.5.a. Os custos operacionais são representados por y e a capacidade de produção diária é x .

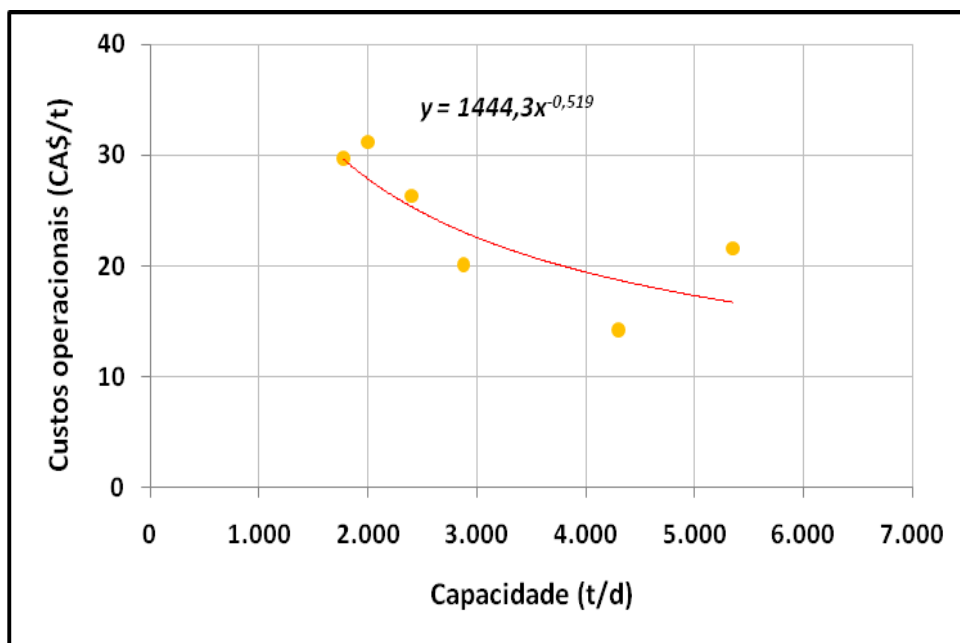


Figura 11.5: Custos operacionais específicos de várias minas de metais não-ferrosos

Fonte: modificado de WELLMER ET AL. (2008)

Ao analisar a figura 11.5, WELLMER ET AL. (2008) fizeram uma advertência em relação à extrapolação, isto é, capacidades mais altas não apresentam problemas, pois a curva pode ser seguramente aplicada de 7.000 a 8.000 t/dia. No entanto, com capacidades abaixo do menor ponto de dados, o procedimento de extrapolação torna incerto, visto que a curva se torna fortemente inclinada nessa área. Assim, pequenas variações na produção podem acarretar mudanças desproporcionais nos custos. Portanto, recomenda-se nessa faixa usar a regra dos seis décimos.

Tabela 11.5.a: Custos operacionais de minas selecionadas

Mina	Capacidade x (t/d)	Custos Operacionais y (\$/t)
Aur, Louvicourt	4.300	14,22
Barrick, Bousquet	2.400	26,33
Barrick, Holt-McDermott	1.775	29,72
Breakwater, Bouchard-Hebert	2.880	20,11
Newmont, Holloway	2.000	31,18
Hudson Bay, Ruttan	5.350	21,62

Fonte: traduzida de WELLMER ET AL (2008)

Os procedimentos da análise de regressão são mostrados a seguir:

a) Cálculo dos coeficientes de regressão com os dados da tabela 11.5.b.

Tabela 11.5.b: Dados para cálculo dos coeficientes de regressão e correlação

	$\ln x_i$	$(\ln x_i)^2$	$\ln y_i$	$(\ln y_i)^2$	$\ln x_i \cdot \ln y_i$
	8,366	69,990	2,655	7,049	22,212
	7,783	60,575	3,271	10,699	25,458
	7,482	55,980	3,392	11,506	25,379
	7,966	63,457	3,001	9,006	23,906
	7,601	57,775	3,440	11,834	26,147
	8,585	73,702	3,074	9,449	26,390
$\Sigma =$	47,783	381,479	18,833	59,543	149,493
$\Sigma / n =$	7,964	63,580	3,139	9,924	24,915

Fonte: modificada de WELLMER ET AL (2008)

$$b = \frac{149,983 - 47,783 \times 18,833/6}{381,479 - 47,783^2/6}$$

$$b = \frac{149,493 - 149,983}{381,479 - 380,536} = -\frac{0,490}{0,943} = -0,520$$

$$a = \exp\left[\frac{18,833}{6} + 0,520 \times \frac{47,783}{6}\right]$$

$$a = \exp[3,139 + 4,141] = \exp 7,280$$

$$a = 1.450,988$$

$$y = 1.451,0 \times x^{-0,52}$$

Há uma diferença de aproximação do cálculo do coeficiente a obtido pela expressão anterior e mostrado no gráfico (figura 11.5).

De acordo com WELLMER ET AL. (2008), o mesmo procedimento de interpolação, usando uma curva de potência na forma $y = a.x^b$, pode também ser aplicado para determinar custos de capital.

b) Cálculo do quadrado do coeficiente de correlação r^2 .

$$r^2 = \frac{(149,493 - 47,783 \times 18,883/6)^2}{(381,479 - 47,783^2/6) \times (59,543 - 18,833^2/6)}$$

$$r^2 = \frac{(149,493 - 149,983)^2}{(381,479 - 380,536) \times (59,543 - 59,114)} = \frac{-0,490^2}{0,943 \times 0,429} = 0,593$$

$$r^2 = 0,593; r = 0,770$$

O valor de r^2 significa que 59,3% da dispersão dos pontos dos dados podem ser explicados pela regressão linear de valores logarítmicos.

Ainda que o cálculo tenha sido efetuado com poucos dados, o objetivo é ilustrar a utilização de curvas de potência, ressaltando a inter-relação existente entre a capacidade e os custos operacionais.

Método da Relação Custo-Capacidade

Trata-se de método semelhante ao empregado na estimativa de custos de capital, e consiste na aplicação de gráficos relacionando a capacidade de produção a custos de operação. É igualmente uma aplicação das curvas de potência.

Esta técnica está sujeita a erros em função do não entendimento dos dados de custos operacionais. Dessa forma, JIMENO e REVUELTA (1997) salientaram que a base estatística utilizada não é homogênea, ampla e confiável, implicando introdução de erros. Os dados que permitem a obtenção das relações custo-capacidade devem estar

referidos a um método de lavra específico e, particularmente, com condições geográficas e geológicas muito semelhantes.

Vale lembrar que, além de gráficos, equações são usadas na inter-relação de custos-capacidade dos projetos mineiros.

Com base em JIMENO e REVUELTA (1997), a equação usada na extrapolação dos custos operacionais é expressa a seguir, cujos termos relacionam os custos operacionais e capacidade de produção dos projetos *A* e *B*, e *x* é o fator exponencial ou fator de economia de escala. Tem-se então:

$$\left[\frac{\text{Custo operacional}_A}{\text{Custo operacional}_B} \right] = \left[\frac{\text{Capacidade de produção}_A}{\text{Capacidade de produção}_B} \right]^x$$

Ainda que as fórmulas sejam similares às aquelas aplicadas nas estimativas de custos de capital, JIMENO e REVUELTA (1997) alertaram que a variação dos custos operacionais é mais complexa do que a dos custos de capital e exige uma decomposição dos mesmos.

Uso de Índice de Expoentes da Relação da Curva de Potência

É aplicado quando há restritas informações de custos operacionais.

De acordo com WELLMER ET AL. (2008), se houver somente pouca informação ou apenas dados insuficientes para os custos operacionais, não faz sentido derivar uma equação para uma curva de potência. Em tal situação, é melhor selecionar os custos operacionais de um depósito similar, usar um coeficiente de uma relação de curva de potência da literatura e aplicar um método de proporções similar à regra dos seis décimos (*0,6 rules*).

Para ilustrar essa metodologia de estimativa de custo, WELLMER ET AL. (2008) estimaram os custos operacionais para um depósito de Pb-Zn do tipo *Mississippi-Valley*

em rochas carbonáticas (*Mississippi Valley-Type*), considerando os custos operacionais de US\$31/t de uma mina em um depósito comparável, com uma capacidade de 2.000 t/dia. Uma investigação para achar a vida ótima da mina através da relação de TAYLOR (1977), exigiu uma capacidade de 1.500 t/dia. Logo, os custos operacionais das 2.000 t/dia devem ser ajustados à capacidade de 1.500 t/dia.

WAGNER (1999) apud WELLMER ET AL. (2008) investigou relações de curva de potência de custos operacionais e custos de capital para depósitos de sulfeto maciço vulcânico (*volcanic massive sulphide – VMS*), depósitos do tipo *Mississippi-Valley – Mississippi-Valley Type (MVT)* e depósitos porfiríticos de Cu e Mo com base em conjuntos de dados abrangentes de 1989 a 1994. Os valores obtidos para o expoente b na expressão $y = a \cdot x^b$ para custos operacionais são apresentados na tabela 11.5.c.

Tabela 11.5.c: Expoente b para diferentes tipos de depósitos

Tipo de Deposito	Expoente (b)
VMS	-0,34
MVT	-0,17
Porfirítico	-0,30

Fonte: Traduzida de WAGNER (1999) apud WELLMER ET AL. (2008)

Pode-se então trabalhar com uma razão para encontrar a relação entre a capacidade 1 e a capacidade 2:

$$y_1 = a \times x_1^b \quad e \quad y_2 = a \times x_2^b$$

Dividindo estas duas equações, elimina-se o fator a ; assim, obtém-se:

$$\frac{y_1}{y_2} = \left(\frac{x_1}{x_2}\right)^b$$

Substituindo os valores na equação anterior, ou seja:

$$b = -0,17 \text{ (tabela 11.5.c);}$$

$$y_1 = \text{US\$ } 31,0/\text{t}; x_1 = 2.000 \text{ t/dia};$$

$$y_2 = ?; x_2 = 1.500 \text{ t/dia}.$$

$$\frac{31}{y_2} = \left(\frac{2.000}{1.500} \right)^{-0,17}; \text{ logo:}$$

$$y_2 = 31 \times \left(\frac{1.500}{2.000} \right)^{-0,17} = \text{US\$}32,55/\text{t}; \text{ aproximando US\$}33,00/\text{t}.$$

Método dos Componentes do Custo

Esta técnica é aplicada quando se tem mais informações dos componentes de custo de um projeto.

Para JIMENO e REVUELTA (1997), essas estimativas podem ser realizadas quando o projeto tem avançado o bastante para o conhecimento de dados tais como a exigência de mão-de-obra, as dimensões das obras de infraestrutura, o consumo de materiais, os equipamentos necessários etc. Assim, é possível desenvolver um sistema de estimativa de custos fundamentado nos gastos unitários ou elementares, os quais podem ser usados como tais ou expressos como um percentual de outros custos de maior importância. Alguns exemplos são os seguintes:

- Reparos e manutenção: 2 – 5% do custo de capital dos equipamentos.
- Gastos gerais e administração: 2 – 3% das receitas de vendas.
- Seguros: 2 – 3% do investimento em equipamentos.
- Impostos: 2 – 3% dos custos de capital dos equipamentos.
- Indiretos: 10 – 30% da mão-de-obra direta mais custos de materiais.
- Encargos salariais: 30 – 50% dos custos diretos de mão-de-obra.

Método do Custo Detalhado

Este método detalha os itens que compõem os custos operacionais, em custos indiretos e custos diretos.

Dessa forma, visando ao desenvolvimento de uma estimativa detalhada de custo operacional, JIMENO e REVUELTA (1997) relataram que em última análise, os custos operacionais devem ser desenvolvidos a partir dos custos principais. Para isso, é necessário conhecer índices tais como consumos de combustível por hora de operação, vida útil dos componentes de perfuração, consumos específicos de explosivo, acessórios de detonação empregados entre outros muitos dados.

O método em apreciação é detalhado no **Adendo IV**, inclusive com uma aplicação ilustrativa.

Imprevistos

O percentual utilizado para os imprevistos é aplicado sobre os custos operacionais (diretos, indiretos e gerais) para cobrir situações não previsíveis.

De acordo com JIMENO e REVUELTA (1997), os imprevistos são devidos a condições climáticas desfavoráveis, colapsos do terreno, inundações etc. Os números utilizados variam entre 10 e 25%, a depender do detalhamento da estimativa dos custos.

11.6. Outras Estimativas de Custos

Agora são apresentadas duas metodologias de estimativas de custos. A primeira é baseada em inúmeras relações de custos de depósitos – para avaliar os custos de capital e os custos operacionais de um projeto. Note-se que as informações adotadas na elaboração das estimativas de custos foram baseadas em experiência no Canadá, no entanto, a base estatística não foi revelada.

A segunda metodologia refere-se à aplicação da equação geral para custos de capital e custos operacionais.

11.6.1. Relações Gerais de Custos de Depósitos

Esta metodologia de estimativas de custos considera diversos fatores inerentes ao projeto, por exemplo: tipo de minério, previsões de preços, estimativas de receita da mina, técnica de lavra, método de beneficiamento, capacidade de produção da mina e/ou unidade de beneficiamento, imprevistos ou contingências.

Nesse sentido, debruçados em seus estudos, MACKENZIE e DOGGETT (2000) asseveraram que, na avaliação de projetos de exploração, relações generalizadas de custos, refletindo um nível de precisão de *ordem de grandeza*, podem ser aplicadas para estimar custos de transporte de concentrado, capacidades da mina e planta de tratamento mineral, custos de capital de pré-produção, necessidades de capital de manutenção de reinvestimento (*sustaining capital*), custos operacionais, fatores de recuperação no beneficiamento, e teores do concentrado. As despesas de capital (*capital expenditure*) de pré-produção geralmente incluem desenvolvimento da mina; projeto ou planta da mina e conjunto de máquinas; instalações de processamento; exigências de infraestrutura para energia, alojamento, local para cidade (*townsite*), e abertura de estradas; capital de giro. Os custos operacionais são normalmente subdivididos em lavra, beneficiamento e componentes gerais. Após a escolha dos métodos a serem empregados – na lavra e beneficiamento mineral –, os fatores de produção necessários podem ser estimados. A fim de traduzir essas exigências para *custos operacionais*, as previsões devem ser feitas dos custos unitários dos vários fatores de produção. Uma estimativa dos custos operacionais totais para capacidades específicas é então derivada desses custos unitários. Além disso, uma estimativa pode ser feita dos prêmios (*premiums*), os quais devem ser aplicados aos custos operacionais, quando o sistema está operando a uma taxa acima ou abaixo da capacidade instalada.

Os projetos mineiros são desenvolvidos em ambiente de incertezas, estas devem ser consideradas nas estimativas de custos de capital e custos operacionais.

Desse modo, MACKENZIE e DOGGETT (2000) mostraram que existem duas fontes de incertezas relativas à previsão de custos de capital. A primeira é o grau de adequação tecnológica do sistema de lavra, do sistema de processamento e infraestrutura instalada. A segunda fonte de incertezas é a possibilidade de variação dos itens individuais de custo, que compõem o custo total de capital durante o período de pré-produção. Na previsão de custos operacionais, há também duas fontes de incertezas. A primeira é uma fonte técnica de incerteza e representa dúvida concernente ao tipo e quantidade de fatores de produção necessários. Essa incerteza, tipicamente alta no primeiro ano de produção, resolve-se à medida que a lavra avança. A segunda fonte de incerteza é a possível escalada dos custos unitários dos fatores de produção com respeito à taxa geral de inflação.

Após esses aspectos introdutórios, as diversas relações de estimativas de custos formuladas por MACKENZIE e DOGGETT (2000) são mostradas a seguir:

Sendo:

T = capacidade da mina ou planta de beneficiamento, toneladas métricas de minério por ano (*tonne per year*);

M = capacidade da mina, toneladas de material (minério e estéril) por ano;

R = reservas recuperáveis de minério, toneladas (*tonnes*);

UCC = custo de capital unitário (*unit capital cost*), \$ por tonelada anual de capacidade;

UOC = custo operacional unitário (*unit operating cost*), \$ por tonelada métrica (*tonne*) extraída ou beneficiada;

ACC = custo de capital anual (*annual capital cost*), \$ por ano;

AOC = custo operacional anual (*annual operating cost*), \$ por ano;

CC = custo de capital total (*total capital cost*), \$;

OC = custo operacional total (*total operating cost*), \$;

S = profundidade do poço (*shaf depth*), metros;

W = largura média do minério (*average ore width*), metros;

E = largura do realce (*stope width*), metros;

N = número de pessoas empregadas.

Custo de Transporte do Concentrado

Estrada:

3,0 centavos por tonelada – km (tonne – km)

Ferrovia:

< 500 km: 5,0 centavos por tonelada – km (tonne – km)

500 – 1.500 km: 3,0 centavos por tonelada – km (tonne – km)

> 1.500 km: 2,5 centavos por tonelada – km (tonne – km)

Oceano:

Leste do Canadá – Europa: \$25 por tonelada de concentrado

Leste do Canadá – Japão: \$55 por tonelada de concentrado

Oeste do Canadá – Japão: \$35 por tonelada de concentrado

Oeste do Canadá – Europa: \$40 por tonelada de concentrado

Dentro do leste ou oeste do Canadá: \$15 por tonelada de concentrado

Transferência:

\$4 por tonelada de concentrado em cada ponto de transferência

Número de pontos de transferência = (número de modos + 1)

Capacidade – Relação de Reserva

Mina subterrânea:

Limites – 50.000 < T < 6.000.000

$$T = 4,22 \times (R)^{0,76}$$

Arredondamento de T:

Mais próximo de 10.000 para 50.000 < T < 250.000

Mais próximo de 25.000 para 250.000 < T < 500.000

Mais próximo de 50.000 para 500.000 < T < 1.000.000

Mais próximo de 100.000 para 1.000.000 < T < 6.000.000

Mina a céu aberto:

Limites – 200.000 < M < 60.000.000

50.000 < T < 30.000.000

$$T = 5,63 \times (R)^{0,76}$$

Arredondamento de T:

Mais próximo de 10.000 para 50.000 < T < 250.000

Mais próximo de 25.000 para 250.000 < T < 500.000

Mais próximo de 50.000 para $500.000 < T < 1.000.000$

Mais próximo de 100.000 para $1.000.000 < T < 10.000.000$

Mais próximo de 500.000 para $10.000.000 < T < 30.000.000$

Custo de Decapeamento de Pré-produção para Mina a Céu Aberto

Capeamento inconsolidado:

$\$2,30/m^3$

Rocha estéril:

$\$3,0/m^3$

Equipamentos de mina a céu aberto e instalações de manutenção

$$UCC = 304 \times (M)^{-0,33}$$

Custo operacional de mina a céu aberto

$$UOC = 378 \times (M)^{-0,37}$$

Custo de capital de manutenção de reinvestimento para mina a céu aberto

$$ACC = 0,16 \times M + 81.000$$

Perfuração do poço

Poço de madeira para $50.000 < T < 500.000$:

$$CC = [0,0034 \times T + 3.500] \times S$$

Poço de concreto para $500.000 < T < 1.500.000$

$$CC = [1.525 \times (T)^{0,12}] \times S$$

Poços múltiplos (multiple shafts) necessários para $T < 1.500.000$

Equipagem do poço e instalação de superfície

$$CC = 7.244 \times (T)^{0,51}$$

Desenvolvimento de pré-produção da mina subterrânea

$$CC = \frac{60 \times T}{W^{0,8}}$$

Planta da mina subterrânea e equipamentos

$$UCC = 3.000 \times (T)^{-0,41}$$

Custo de capital de manutenção de reinvestimento da mina subterrânea

$$ACC = 137,47 \times (T)^{0,68}$$

Custos operacionais da mina subterrânea

Método dos subníveis (blasthole open stoping):

$$UOC = 2.853 \times (T)^{-0,38}$$

Método recalque (shrinkage stoping):

$$UOC = 1.744 \times (T)^{-0.30}$$

Método de corte e enchimento (cut-and-fill stoping):

$$UOC = 1.736 \times (T)^{-0.31}$$

Custo de capital do beneficiamento mineral

Beneficiamento de cobre:

$$UCC = 18.051 \times (T)^{-0.48}$$

Beneficiamento de cobre-molibdênio:

$$UCC = 31.520 \times (T)^{-0.51}$$

Beneficiamento de cobre-zinco ou chumbo-zinco:

$$UCC = 109.021 \times (T)^{-0.59}$$

Custo operacional do beneficiamento mineral

Beneficiamento de cobre:

$$UOC = 345,5 \times (T)^{-0.33}$$

Beneficiamento de cobre-molibdênio:

$$UOC = 487 \times (T)^{-0.34}$$

Beneficiamento de cobre-zinco ou chumbo-zinco:

$$UOC = 1.530 \times (T)^{-0,41}$$

Custo de capital de manutenção de reinvestimento do beneficiamento mineral

$$ACC = 0,01 \times (UCC \text{ do beneficiamento}) \times T$$

Capital de giro

3 meses ou 0,25 dos custos operacionais anuais (AOC)

$$AOC = \sum UOC (\text{mina} + \text{beneficiamento} + \text{custos administrativos e gerais}) \times (T)$$

Custos operacionais administrativos e gerais

20% dos custos operacionais unitários (UOC) da (mina + beneficiamento)

Período de pré-produção

Mina a céu aberto:

2 anos

Mina subterrânea:

2 anos para $50.000 < T < 100.000$

3 anos para $100.000 < T < 500.000$

4 anos para $500.000 < T < 1.500.000$

5 anos para $T > 1.500.000$

Mão-de-obra para mina a céu aberto e beneficiamento

$$N = 0,02 \times (M)^{0,57} + 0,74 \times (T)^{0,50}$$

Mão-de-obra para mina subterrânea e beneficiamento

Método dos subníveis (blasthole open stoping):

$$N = 0,73 \times \left(\frac{T}{E}\right)^{0,5} + 0,74 \times (T)^{0,5}$$

Método recalque (shrinkage stoping):

$$N = [0,053 \times (T)^{0,7} / (E)^{0,5}] + 0,74 \times (T)^{0,5}$$

Método de corte de enchimento:

$$N = [0,064 \times (T)^{0,7} / (E)^{0,5}] + 0,74 \times (T)^{0,5}$$

Fator de recuperação no beneficiamento

Beneficiamento de cobre:

Cu – 95%

Au – 85%

Ag – 85%

Beneficiamento de cobre-molibdênio:

Cu – 90%

Mo – 80%

Au – 80%

Ag – 80%

Beneficiamento de cobre-zinco ou chumbo-zinco:

Cu – 90%

Pb – 90%

Zn – 80%

Au – 60%

Ag – 75%

Cd – 75%

Teor do concentrado

Cu: 25%

Mo: 90% M_oS_2

Zn: 55%

Pb: 60%

Construção de estradas

\$80.000/km

Acomodação (por pessoa empregada quando necessário)²⁴

Casas: \$70.000

Instalações permanentes para alojamento dos empregados: \$15.000

Facilidades (por pessoa empregada quando necessário)

Local para implantação de cidade ou comunidade (townsite): \$20.000

Acampamento: \$5.000

Instalações de energia

Carga de pico (peak load), kilowatts, KW:

Mina subterrânea e beneficiamento (KW) = $0,36 \times (T)^{0,75}$

Mina a céu aberto e beneficiamento (KW) = $7,9 \times (T)^{0,50}$

Minas isoladas: admitir usina geradora de energia a diesel e distribuição de baixa voltagem

$CC = 6.100 \times (KW)^{0,8}$

Onde energia elétrica disponível: assumir linha de transmissão, subestação, e distribuição de baixa voltagem

²⁴ *Permanent bunkhouse facilities* = instalações permanentes para alojamento dos empregados.

Para $T < 500.000$, usar linha de 27,6 ou 41,6 KW:

$$CC = 1.100 \times (KW)^{0,8} + 35.000 \times D$$

Para $T > 500.000$, usar linha de 110 KW:

$$CC = 1.100 \times (KW)^{0,8} + 75.000 \times D$$

onde $D =$ distância de transmissão em (km)

Variante regional de beneficiamento

Na avaliação de pequenos depósitos similares, pode-se compartilhar uma unidade de beneficiamento para as diversas minas.

Nessa situação, MACKENZIE e DOGGETT (2000) salientaram que a capacidade total da planta de beneficiamento seria especificada e também a distância entre o depósito e a instalação de tratamento mineral. A distância seria atribuída uma porcentagem do custo de capital da planta de beneficiamento baseada em capacidades relativas. A distância será usada para calcular um custo de transporte rodoviário para o minério, com base em um custo unitário de 3,0 centavos por tonelada-km. Construção de estradas adicionais à usina de beneficiamento regional também pode ser especificada, mas a distância de transporte do concentrado, recuperações no beneficiamento, e teores do concentrado são admitidos permanecerem os mesmos da usina de beneficiamento individual.

Variantes de acomodação

Nesse item, MACKENZIE e DOGGETT (2000) fizeram algumas considerações:

- 1) Usar local existente para instalação de cidade (*townsite*) com x% de pessoas empregadas exigindo casas e y% de instalações permanentes para alojamento dos empregados.
- 2) Local necessário para instalação de cidade (*townsite*) com x% de pessoas empregadas exigindo casas com y% de instalações permanentes para alojamento dos empregados.
- 3) Instalações de acampamento (*camp facilities*) necessárias com programas de voos do time da empresa (*fly-in arrangements*) para períodos intensivos de trabalho, custos operacionais a cargo da operação.

Custos operacionais de programas de deslocamento ao acampamento (Fly-in camp operating cost)

De acordo com MACKENZIE e DOGGETT (2000), deve-se incluir no componente de despesas gerais (*overhead*) dos custos operacionais, \$15.000 por pessoa-ano e \$1,50 por pessoa-ano-km da residência permanente da mão-de-obra empregada.

Neste item um comentário adicional é pertinente. Assim, segundo Rudenno (2009), para minas em áreas remotas, onde não existem cidades para fornecer alojamento e facilidades aos trabalhadores, a empresa de mineração será muitas vezes compelida a providenciar a infraestrutura necessária para a permanência dos empregados. Há uma tendência crescente para a adoção de programas de deslocamento de ida e volta (*fly-in-fly-out arrangements*), onde os empregados permanecem no local e trabalham continuamente (isto é, turnos de 12 horas) por várias semanas antes de retornar para outros centros populacionais, objetivando uma pausa prolongada.

Fatores de custo em função da localização do depósito mineral do projeto

As relações generalizadas de custo supõem um depósito localizado em uma área de fácil acesso. As estimativas de custos de capital e custos operacionais devem ser acrescidas de 10 a 30% para localizações cada vez mais remotas.

Fatores de recuperação da mina e diluição

Para MACKENZIE e DOGGETT (2000), o fator de recuperação da mina (FRM) refere-se ao percentual das reservas geológicas de minério realmente exploradas ou extraídas. O fator de diluição (FD) considera a inclusão de rocha estéril na massa de minério lavrada, expresso como um percentual das reservas de minério recuperadas.

Esses fatores são apresentados na tabela 11.6.1, com base em alguns métodos de lavra:

Tabela 11.6.1: Fatores de recuperação da mina e diluição

MÉTODOS DE LAVRA	Fator de recuperação da mina (FRC)	Fator de diluição (FD)
Lavra a céu aberto (<i>open pit</i>)	100	0
Subníveis	80	10
Recalque	80	10
Corte e enchimento	90	10

Fonte: Traduzida de MACKENZIE e DOGGETT (2000)

11.6.2. Equação Geral para Curvas de Custo de Capital e Custo Operacional

Trabalhos de O'HARA (1980, 1992) e do USBM²⁵ (1987) apud SMITH (2002) sugeriram que as curvas de custos de capital e custos operacionais podem ser razoavelmente aproximadas pelas equações exponenciais, com a forma geral:

$$\text{Custo} = K \times (t)^x$$

Sendo:

K = constante específica para um custo específico.

t = taxa de produção em toneladas/dia.

x = expoente:

²⁵ USBM: United States Bureau of Mines. É a agência de minas dos Estados Unidos.

- 0,5 a 0,7 = classe típica para custos de capital;
- 0,7 a 0,9 = classe típica para custos operacionais em \$/ano;
- -0,3 a -0,1 = classe típica para custos operacionais em \$/tonelada.

SMITH (2002) advertiu que essas equações não devem ser usadas para estimativa detalhada, embora elas possam orientar para uma estimativa de ordem de magnitude. Todavia, quando se conhece precisamente um custo, essa relação pode ser usada para o fator de custo acima ou abaixo para diferentes taxas de produção, dentro de limites razoáveis. A relação é expressa assim:

$$\text{Custo à } t_1 = C_1 = K \times (t_1)^x$$

$$\text{Custo à } t_2 = C_2 = K \times (t_2)^x$$

logo:

$$\frac{C_1}{C_2} = \frac{(K \times t_1^x)}{(K \times t_2^x)} = \frac{t_1^x}{t_2^x} = \left(\frac{t_1}{t_2}\right)^x$$

Como K é comum aos termos, pode ser eliminado, ou seja, o valor de K não precisa ser conhecido. Assim, a relação pode ser expressa como:

$$\frac{C_1}{C_2} = \left(\frac{t_1}{t_2}\right)^x; \quad \text{então:}$$

$$C_2 = C_1 \times \left(\frac{t_2}{t_1}\right)^x$$

Conforme SMITH (2002), para um custo de capital ou custo operacional anual, se C_1 e t_1 são conhecidos, e x pode ser estimado de experiência (0,6 é uma primeira estimativa razoável para custos de capital), então C_2 pode ser estimado para um determinado t_2 .

Smith (2002) apresentou duas aplicações da equação geral na estimativa de custos. Portanto, tem-se:

a) Com um custo de \$30 milhões a uma taxa de produção de 20.000 t/dia, pode-se calcular o custo de capital estimado para uma taxa de produção de 25.000 t/dia, usando a relação a seguir:

$$C_2 = C_1 \times \left(\frac{t_2}{t_1}\right)^x$$

$$C_1 = \$30.000.000 \quad e \quad t_1 = 20.000 \text{ t/dia}; \quad e$$

$$C_2 = ? \quad e \quad t_2 = 25.000 \text{ t/dia}$$

então:

$$C_2 = 30.000.000 \times \left(\frac{25.000}{20.000}\right)^{0,6} = 30.000.000 \times (1,1433)$$

$$C_2 \cong \$34.298.000$$

b) Com um custo operacional unitário de \$10,00/tonelada e um expoente de -0,2, o custo unitário pode ser estimado, considerando a taxa de produção mais alta:

$$C_2 = C_1 \times \left(\frac{t_2}{t_1}\right)^x$$

$$C_1 = \$10,00/t \quad e \quad t_1 = 20.000 \text{ t/dia}; \quad e$$

$$C_2 = ? \quad e \quad t_2 = 25.000 \text{ t/dia}$$

logo:

$$C_2 = 10,00 \times \left(\frac{25.000}{20.000} \right)^{-0,2} = 10,00 \times (0,9564)$$

$$C_2 = \$9,56/t$$

12. Tributos Incidentes sobre a Indústria da Mineração

A indústria da mineração é sujeita à tributação incidente sobre o faturamento e o lucro de suas atividades. Então, para a avaliação e implantação de um empreendimento mineiro no Brasil, o sistema tributário nacional deve ser olhado com *lupa*, pois forma um complexo arcabouço.

“Dá-se o nome de sistema tributário ao conjunto de normas agrupadas pelo conceito de tributo.” (BASTOS, 1997).

Os tributos, em geral, oneram substancialmente o setor produtivo. Assim, GENTRY e O’NEIL (1984) salientaram que os tributos cobrados de propriedades e operações da mineração são um custo crítico na avaliação econômica de investimentos de mineração. Realmente, os tributos representam um substancial custo para realizar negócios na indústria mineral e, frequentemente, têm um impacto considerável nas decisões de investimento.

“A tributação representa um dos aspectos críticos nos custos da atividade mineral, além de ter um grande impacto na tomada de decisão em relação aos investimentos. Em decorrência do processo de globalização, diversos países vêm monitorando constantemente os efeitos de suas políticas tributárias, buscando manter-se competitivos e atrair capitais para investimentos” (SUSLICK, 2001).

Os tributos incidentes sobre a mineração são abordados à luz da Constituição Federal (CF) e do Código Tributário Nacional (CTN). A Constituição da República Federativa

do Brasil – promulgada em 05 de outubro de 1998 – dedica um título à tributação, ou seja, o sexto título, referente à tributação e ao orçamento.

No que tange ao CTN, a Lei ordinária nº 5.172, de 25 de outubro de 1966 foi – com ulteriores modificações – convertida em lei complementar, denominada Código Tributário Nacional, através do art. 7º do Ato Complementar nº 36, de 13 de março de 1967. A supracitada lei: *“Dispõe sobre o sistema tributário nacional e institui normas gerais de direito tributário aplicáveis à União, Estados e Municípios”*.

“A lei complementar (lex legum) é lei de caráter nacional e sobrepõe-se às leis ordinárias (federais, estaduais e municipais), bem como às outras normas previstas no texto constitucional (leis delegadas, medidas provisórias, decretos legislativos, resoluções do Senado Federal” (FABRETTI, 2005).

A lei complementar (LC) ocupa a segunda posição na hierarquia das leis. Segundo Fabretti (2005): *“superior a ela só a Constituição Federal (CF). Observe-se, por oportuno, que as emendas constitucionais, uma vez promulgadas, passam a fazer parte integrante do Texto Constitucional, ou seja, da Lei Primeira”*.

A título de ilustração, vale lembrar a diferença entre tributo e imposto, i.e., o primeiro é o gênero, enquanto o segundo, a espécie. Portanto, de acordo com o CTN (art. 2º e art. 16):

“Art. 2º - Tributo é toda prestação pecuniária compulsória, em moeda ou cujo valor nela se possa exprimir, que não constitua sanção de ato ilícito, instituída em lei e cobrada mediante atividade administrativa plenamente vinculada”.

“Art. 16 – Imposto é o tributo cuja obrigação tem por fato gerador uma situação independente de qualquer atividade estatal específica, relativa ao contribuinte”.

Para MACKENZIE e DOGGETT (2000), do ponto de vista de uma empresa de mineração, os créditos decorrentes de tributos são benefícios (receitas) e os pagamentos de tributos representam custos no cálculo de um fluxo de caixa.

No Brasil, os principais tributos incidem sobre o faturamento (receita operacional bruta) e sobre os lucros. Os impostos e contribuições que recaem sobre o faturamento são: ICMS (Imposto sobre Operações Relativas à Circulação de Mercadorias e sobre a Prestação de Serviços de Transporte Interestadual e Intermunicipal e de Comunicações), IOF (Imposto sobre Operações Financeiras), COFINS (Contribuição para Financiamento da Seguridade Social) e PIS/PASEP (Programa de Integração Social/Programa de Formação do Patrimônio do Servidor Público). O imposto e a contribuição incidentes sobre o lucro são: o Imposto de Renda e a Contribuição Social sobre o Lucro Líquido (CSLL).

Os tributos – ora vigentes – que oneram a indústria da mineração estão definidos em uma publicação do DNPM – Departamento Nacional de Produção Nacional: *Tributação da Mineração no Brasil – Análise da Situação Atual e das Mudanças Propostas na Reforma Tributária, 2000.*

A estrutura tributária no Brasil – relativa à indústria da mineração – é composta por impostos federais, impostos dos Estados e Distrito Federal e contribuições sociais.

12.1. Impostos

Os Impostos de Competência da União

a. Imposto sobre a Importação (II)

Este imposto está disposto no art. 153, I, da CF; no art. 19 e seguintes do CTN, e Decretos nº 6.306/2007, 6.339/2008. A Carta Política do Brasil assim dispõe:

Art. 153. “Compete à União instituir imposto sobre:

I – importação de produtos estrangeiros.

(...)

§ 1º - É facultado ao Poder Executivo, atendidas as condições e os limites estabelecidos em lei, alterar as alíquotas dos impostos enumerados nos incisos I, II, IV e V”.

No que concerne à base de cálculo deste imposto, o Código Tributário Nacional ordena:

“Art. 20. A base de cálculo do imposto é:

I – quando a alíquota seja específica, a unidade de medida adotada pela lei tributária;

II – quando a alíquota seja ad valorem, o preço normal que o produto, ou seu similar, alcançaria, ao tempo da importação, em uma venda em condições de livre concorrência, para entrega no porto ou lugar de entrada do produto no país; (...).”

As alíquotas do imposto de importação – para os produtos minerais – estão contidas na Tarifa Externa Comum (TEC), baseada na Nomenclatura Comum do Mercosul (NCM). A TEC foi adotada pela Decisão nº 22/94 do Conselho do Mercado Comum do Mercosul.

É um imposto de natureza extrafiscal, com o objetivo de resguardar a indústria nacional, sendo utilizado como controle econômico e fiscal. O fato gerador deste imposto ocorre com a entrada de produtos estrangeiros no território nacional

b. Imposto sobre a Exportação (IE)

Este imposto está disposto no art. 153, II, da CF; no art. 23 e seguintes do Código Tributário Nacional (CTN).

“O Imposto de Exportação foi instituído no Brasil por alvará em 1818. É imposto de competência da União, sendo marcadamente caracterizado por sua função econômica ou extrafiscal. Incide sobre a exportação de produtos nacionais ou nacionalizados (...)” (SABBAG, 2011).

O imposto sobre a exportação (IE) não se aplica aos produtos minerais exportados conforme publicação do DNPM sobre a tributação na Mineração (2000).

c. Imposto sobre Produtos Industrializados (IPI)

Este imposto está disposto no art. 153, IV, da CF. Não é aplicado à mineração, ou seja, os minerais e concentrados não estão sujeitos ao pagamento do IPI.

d. Imposto de Renda (IR)

O imposto de renda tem a seguinte denominação jurídica (*nomen juris*): imposto sobre a renda e proventos de qualquer natureza. Está disposto do art. 153, III, da CF; art. 43 e seguintes do CTN.

O montante da arrecadação do imposto de renda é essencial para a União. Assim, vale ressaltar que:

“O imposto de renda é de competência da União, devendo ser utilizado como meio hábil a promover a adequada redistribuição de renda. É a principal fonte de receita tributária da União, quanto aos impostos, possuindo nítida função fiscal” (SABBAG, 2011).

Em relação ao fato gerador do imposto de renda, o CTN dispõe:

“Art. 43. O imposto, de competência da União, sobre a renda e proventos de qualquer natureza tem como fato gerador a aquisição da disponibilidade econômica ou jurídica:

I – de renda, assim entendido o produto do capital, do trabalho ou da combinação de ambos;

II – de proventos de qualquer natureza, assim entendidos os acréscimos patrimoniais não compreendidos no inciso anterior”.

No que tange à base de cálculo do imposto de renda, o art. 44 do CTN (Lei nº 5.172/66) estabelece:

Art. 44. A base de cálculo do imposto é o montante real, arbitrado ou presumido, da renda ou dos proventos tributáveis.

SABBAG (2011) advertiu que não há “*renda presumida*”; o montante da renda pode, sim, ser presumido ou arbitrado. No Brasil, segue-se um critério de verificação da base de cálculo “*pelo montante absoluto da renda ou provento*” – critério global ou unitário –, através do qual as alíquotas incidem sobre o somatório dos rendimentos, desconsiderando-se a origem ou razão dos mesmos.

Imposto de Renda Pessoa Jurídica (IRPJ)

Como visto previamente, o CTN estabelece que o fato gerador do imposto de renda é a aquisição da disponibilidade econômica ou jurídica da renda, ou seja, o imposto é considerado exigível a partir do instante da ocorrência do acréscimo patrimonial.

O Brasil adota alguns regimes de apuração do IRPJ, ou seja, lucro real, lucro presumido, lucro arbitrado, além do Simples Nacional (este último reservado às micro e pequenas empresas). Todas as empresas podem optar pelo lucro real, mas algumas delas são obrigadas a este regime de apuração, através da Lei nº 9.718/98²⁶. Vale lembrar que as empresas não obrigadas ao lucro real podem, por simples opção, adotar este regime.

²⁶ Altera a Legislação Tributária Federal.

Os critérios de apuração do IRPJ do lucro da pessoa jurídica ou a ela equiparada são relatados a seguir:

- **“Lucro Real:** *apurado com base em contabilidade real, o lucro resulta da diferença da receita bruta menos as despesas operacionais, mediante rígidos critérios contábeis ou fiscais de escrita, exigindo-se o arquivo de documentos comprobatórios de tais receitas e despesas. É o lucro líquido do período-base, ajustado pelas adições, exclusões ou compensações prescritas ou autorizadas pela lei fiscal. (...)*”
- **“Lucro Presumido:** *trata-se de um sistema opcional pela pessoa jurídica não obrigada por lei à apuração pelo lucro real. Consiste na presunção legal de que o lucro da empresa é aquele por ela estabelecido com base na aplicação de um percentual sobre a receita bruta desta, no respectivo período de apuração”. (...).*
- **“Lucro arbitrado:** *decorre da impossibilidade de se apurar o lucro da pessoa jurídica pelo critério real ou presumido em razão do não cumprimento de obrigações tributárias acessórias, tais como: não apresentação regular dos livros fiscais ou comerciais; não apresentação do sistema de escrituração de arquivos de documentos na forma da lei; e não apresentação do Livro Contábil Razão.” (...).* (SABBAG, 2011).

É pertinente tecer alguns comentários sobre as alíquotas relativas a estes três regimes de apuração do imposto de renda, à luz da Instrução Normativa da Secretaria da Receita Federal (IN SRF) nº 93, de 24 de dezembro de 1997²⁷ e do Roteiro Federal de Procedimentos – 2011/3809 – para os regimes de apuração do IRPJ²⁸. Assim:

²⁷ Dispõe sobre a apuração do imposto de renda e da contribuição social sobre o lucro das pessoas jurídicas a partir do ano-calendário de 1997. Alterada pela IN SRF nº 15/99, de 12 de fevereiro de 1999.

²⁸ Disponível em: <http://fiscosoft.com.br>

- a) **Lucro real:** a alíquota é de 15% (quinze por cento) incidente sobre a base de cálculo. Além disso, tem-se a aplicação da alíquota de 10% (dez por cento) sobre o que exceder a R\$ 20.000,00 (vinte mil reais) por mês, ou R\$ 60.000,00 (sessenta mil reais) por trimestre, dependendo da periodicidade.
- b) **Lucro presumido:** as pessoas jurídicas – *incluindo as empresas de mineração* – podem optar pelo regime de tributação com base no lucro presumido, desde que a receita total no ano-calendário anterior tenha sido igual ou inferior a R\$ 48.000.000,00 (doze milhões de reais) ou a R\$ 4.000.000,00 (um milhão de reais)²⁹ multiplicado pelo número de meses de atividade no ano-calendário anterior, quando inferior a doze meses. O imposto de renda devido em cada trimestre é calculado através da aplicação da alíquota de 15% (quinze por cento) sobre a base de cálculo. Há também a incidência do adicional do imposto de renda, cuja alíquota é de 10% (dez por cento), sobre a parcela do lucro presumido que exceder o valor resultante da multiplicação de R\$ 20.000,00 (vinte mil reais) pelo número de meses do respectivo período de apuração.
- c) **Lucro arbitrado:** o cálculo do imposto de renda devido é efetuado mediante a aplicação da alíquota de 15% (quinze por cento) sobre a base de cálculo, ou seja, lucro arbitrado mais as demais receitas e ganhos de capital. Incide ainda um adicional do imposto de renda, cuja alíquota é de 10% (dez por cento) sobre a parcela da base de cálculo – lucro arbitrado mais demais receita e ganhos de capital – que exceder o valor resultante da multiplicação de R\$ 20.000,00 (vinte mil reais) pelo número de meses do período de apuração, isto é, R\$ 60.000,00 (sessenta mil reais) quando o período de apuração englobar os três meses do trimestre.

²⁹ São valores referentes ao ano de 2011.

Imposto de Renda Retido na Fonte (IRRF)

No que diz respeito ao imposto de renda retido na fonte (IRRF), vale lembrar que:

“Entre outras situações, no caso de remessas ao exterior de juros sobre comissões e de rendimentos pagos, creditados, entregues ou remetidos, a alíquota é de 15%. (...)” (DNPM, 2002³⁰).

É interessante também registrar o disposto no art. 10, da Lei nº 9.249³¹, de 26 de dezembro de 1995. Note-se:

“Art. 10. Os lucros ou dividendos calculados com base nos resultados apurados a partir do mês de janeiro de 1996, pagos ou creditados pelas pessoas jurídicas tributadas com base no lucro real, presumido ou arbitrado, não ficarão sujeitos à incidência do imposto de renda na fonte, nem integrarão a base de cálculo do imposto de renda do beneficiário, pessoa física ou jurídica, domiciliado no País ou exterior.”

e. Imposto sobre Operações de Crédito, Câmbio e Seguro (IOF)

Este imposto tem como denominação jurídica (*nomen jûris*): imposto sobre operações de crédito, câmbio e seguro ou sobre operações relativas a títulos ou valores mobiliários. Está disposto no art. 153, V, da CF; no art. 63 e seguintes do CTN, e Decretos nº 6.306/2007, 6.339/2008.

É interessante apontar que o IOF:

³⁰ *Tributação da Mineração no Brasil – Análise da Situação Atual e das Mudanças Propostas na Reforma Tributária, 2002*

³¹ Altera a legislação do imposto de renda das pessoas jurídicas, bem como da contribuição social sobre o lucro líquido, e dá outras providências.

“(...) Tem função predominantemente extrafiscal (controle da política monetária), embora seja bastante significativa a sua função fiscal, ensejando o recolhimento de somas consideráveis. Sua arrecadação ocorre nas operações realizadas por instituições financeiras, como os bancos, Caixas Econômicas, corretoras, lojas de câmbio, empresas de seguros privados etc.” (SABBAG, 2011).

De acordo com o art. 2º, do Decreto nº 6.306/2007, o IOF incide sobre: as operações de crédito; as operações de câmbio; as operações de seguro; as operações concernentes a títulos ou valores mobiliários; e operações com ouro, ativo financeiro, ou instrumento cambial. A base de cálculo do IOF está disposta igualmente neste decreto.

As alíquotas do IOF são diferenciadas em função das operações. No caso de câmbio, as alíquotas são estabelecidas no art. 15 e art. 15-A; o art. 16 refere-se à isenção. (Decreto nº 6.306/2007).

Para o ouro, ativo financeiro, ou instrumento cambial, o art. 36 e o § 1º, do Decreto nº 6.306/2007, assim expressam:

“Art. 36. O ouro, ativo financeiro, ou instrumento cambial sujeita-se, exclusivamente, à incidência do IOF (Lei nº 7.766, de 1989, art 4º).

§ 1º. Entende-se por ouro, ativo financeiro, ou instrumento cambial, desde sua extração, inclusive, o ouro que, em qualquer estado de pureza, em bruto ou refinado, for destinado ao mercado financeiro ou à execução da política cambial do País, em operação realizada com a interveniência de instituição integrante do Sistema Financeiro Nacional, na forma e condições autorizadas pelo Banco Central do Brasil”.

A base de cálculo do IOF (sobre as operações com ouro, ativo financeiro, ou instrumento cambial) é o preço de aquisição do ouro, desde que dentro dos limites de

variação da cotação vigente no mercado doméstico, no dia da operação. A alíquota é de um por cento (1%) sobre o preço de aquisição (arts. 38 e 39 do Decreto nº 6.306/2007).

Impostos de Competência dos Estados e do Distrito Federal

No que concerne aos impostos de competência dos Estados e do Distrito Federal, apenas o ICMS é abordado neste trabalho.

a. ICMS

O ICMS tem como denominação jurídica (*nomen juris*): imposto sobre operações relativas à circulação de mercadorias e sobre prestação de serviços de transporte interestadual e intermunicipal e de comunicação. É o principal imposto dos Estados e do Distrito Federal, e está disposto no art. 155, II, da CF e LC nº 87/96. O mencionado artigo da Carta Magna determina:

“Art. 155. Compete aos Estados e ao Distrito Federal instituir impostos sobre:

(...)

II – operações relativas à circulação de mercadorias e sobre prestação de serviços de transporte interestadual e intermunicipal e de comunicação, ainda que as operações e as prestações se iniciem no exterior”.

Note-se que o núcleo do fato gerador deste imposto está contido no art. 155 da Lei Maior; ainda assim, é oportuno incluir a seguinte observação:

“Diz-se que existem, na verdade, quatro impostos definidos na outorga de competência do inciso II do art. 155 do texto constitucional vigente, quais sejam:

- a) imposto sobre a circulação de mercadorias;*
- b) imposto sobre serviços de transportes interurbanos e interestaduais e de comunicação;*

- c) *imposto sobre a produção, importação, circulação, distribuição e consumo de combustíveis líquidos e gasosos e energia elétrica;*
- d) *imposto sobre extração, importação, circulação, distribuição e consumo de minerais” (SABBAG, 2011).*

No tocante às alíquotas do ICMS, deve-se atentar para o prescrito no art. 155, § 2º da Carta Magna:

“Art. 155. Compete aos Estados e ao Distrito Federal instituir impostos sobre:

(...)

§ 2º. O imposto previsto no inciso II atenderá ao seguinte:

(...)

IV – resolução do Senado Federal, de iniciativa do Presidente da República ou de um terço dos senadores, aprovada pela maioria absoluta dos seus membros, estabelecerá as alíquotas aplicáveis às operações e prestações, interestaduais e de exportação;

V – é facultado ao Senado Federal:

a) estabelecer alíquotas mínimas nas operações internas, mediante resolução de iniciativa de um terço e aprovada pela maioria absoluta de seus membros;

b) fixar alíquotas máximas nas mesmas operações para resolver conflito específico que envolva interesse de Estados, mediante resolução de iniciativa da maioria absoluta e aprovada por dois terços de seus membros;”

Para ilustrar os tipos de alíquotas aplicáveis a este imposto, cabe ressaltar o seguinte parágrafo:

Quanto às alíquotas, consoante a Resolução do Senado Federal nº 22/89, há as internas – livremente estipuladas pelos Estados

(usualmente 17% ou 18%) – e as interestaduais, para as quais há o seguinte critério: alíquota para todas as mercadorias. Atualmente, no entanto, temos

a) “Alíquota de 7%: para operações interestaduais que destinarem mercadorias ou serviços a contribuintes dos Estados das regiões Norte, Nordeste e Centro-oeste e para o Espírito Santo;

b) Alíquotas de 12%: para operações interestaduais que destinarem mercadorias ou serviços a contribuintes dos Estados das regiões Sul e Sudeste;

c) Alíquota de 17% ou 18%: para operações de importação”
(SABBAG, 2011).

Depois do exposto sobre as alíquotas relativas ao ICMS, um comentário final pode ser considerado relevante. Portanto, SABBAG (2011) destacou que *“enquanto ausente a fixação de tais alíquotas pelo Senado Federal, os Estados poderão estabelecê-las no âmbito das respectivas competências.”*

12.2. Contribuições de Seguridade Social

As contribuições para a seguridade social são: Contribuição Social Patronal sobre a Folha de Pagamentos, COFINS, PIS/PASEP e CSLL. Elas foram classificadas pelo STF (Supremo Tribunal Federal) como contribuições de seguridade social. São também denominadas de contribuições social-previdenciárias.

a. Contribuição Social Patronal sobre a Folha de Pagamentos

Esta contribuição é também conhecida como contribuição social patronal, cujo objetivo é custear o Regime Geral de Previdência Social (RGPS).

Os aspectos básicos da contribuição social patronal são descritos na tabela 12.2.a:

Tabela 12.2.a: Principais informações sobre a Contribuição Social Patronal sobre a Folha de Pagamentos

Contribuição para a Seguridade Social	Contribuição Social Patronal sobre a Folha de Pagamentos
Previsão	Art. 195, I, "a", CF c/c art. 195, I, do Decreto nº 3.048/99
Fato Gerador	Folha de salário e demais rendimentos pagos ou creditados, a qualquer título, a pessoa física ³²
Base de Cálculo	Total das remunerações pagas, devidas ou creditadas ao segurado empregado, ao trabalhador avulso e ao segurado contribuinte individual (alíquota de 20%)
Sujeito Passivo	Empregador, empresa e equiparado
Sujeito Ativo	Secretaria da Receita Federal do Brasil (SRFB)

Fonte: SABBAG (2011)

b. Contribuição para Financiamento da Seguridade Social (COFINS)

A COFINS foi instituída pela Lei Complementar nº 70, de 30 de dezembro de 1991, substituindo o FINSOCIAL. As informações básicas sobre a COFINS estão contidas na tabela 12.2.b.

Tabela 12.2.b: Principais informações sobre a COFINS

Contribuição para a Seguridade Social	Contribuição para Financiamento da Seguridade Social (COFINS)
Previsão	Art. 195, I, "b", CF c/c Lei nº 10.833/2003
Fato Gerador	Auferimento de faturamento mensal ³³
Base de Cálculo	Faturamento mensal ou receita bruta mensal, após a dedução das parcelas do faturamento (art. 1º, § 2º, da Lei nº 10.833/2003). A alíquota será de 7,6% (art. 2º)
Sujeito Passivo	Pessoas jurídicas de Direito Privado e as que lhes são equiparadas (nos termos da legislação do IR)
Sujeito Ativo	Secretaria da Receita Federal do Brasil (SRFB)

Fonte: SABBAG (2011)

³² Diárias, férias indenizadas, aviso prévio indenizado e qualquer verba de cunho indenizatório não constituem fato gerador da contribuição patronal, nem ensejam descontos para o beneficiário pessoa física.

³³ Para SABBAG (2011), "o faturamento mensal corresponde à receita bruta, assim entendida a totalidade das receitas auferidas pela pessoa jurídica, sendo irrelevante o tipo de atividade por ela exercida e a classificação contábil adotada para essas receitas, observadas as exclusões admitidas em lei específica".

c. Contribuição ao PIS/PASEP

As contribuições para o PIS e PASEP foram instituídas pelas leis complementares: LC nº 7, de 7 de setembro de 1970 (para o PIS), e LC nº 8, de 3 de dezembro de 1970 (para o PASEP).

“As contribuições para o PIS e PASEP (Programa de Integração Social/Programa de Formação do Patrimônio do Servidor Público) são destinadas (I) à promoção da integração do empregado na vida e no desenvolvimento das empresas e (II) à formação do patrimônio do servidor público, respectivamente” (SABBAG, 2011).

Ademais, SABBAG (2011) acrescentou que *“(...) tais contribuições, destinadas ao financiamento da seguridade social, foram unificadas e, a partir de 1º de julho de 1976, passaram a ser denominadas, simplificadaamente, PIS/PASEP”*.

A tabela 12.2.c mostra os tipos de contribuições para o PIS/PASEP, incluindo o fato gerador e a base de cálculo:

Tabela 12.2.c: Informações sobre a Contribuição ao PIS/PASEP

Tipos de Contribuições para o PIS/PASEP			
Tipos	Sujeito Passivo	Fato Gerador	Base de Cálculo
PIS/PASEP (1)	Pessoas Jurídicas de Direito Privado e as que lhes são equiparadas	Obter faturamento mensal	Faturamento mensal ³⁴ (art. 1º e § 2º, da Lei n. 10.637/2002)
PIS/PASEP (2)	Entidades sem fins lucrativos (empregadoras)	Pagamento de salários	Folha de pagamentos
PIS/PASEP (3)	Pessoas jurídicas de Direito Público Interno	Arrecadação de receitas ou transferências correntes e de receitas de capital	Valor das receitas ou transferências correntes e de receitas de capital recebidas

Fonte: SABBAG (2011)

³⁴ Conforme SABBAG (2011), *“o faturamento mensal corresponde à receita bruta, assim entendida a totalidade das receitas auferidas pela pessoa jurídica, sendo irrelevante o tipo de atividade por ela exercida e a classificação contábil adotada para essas receitas, observadas as exclusões admitidas em lei específica”*.

No cálculo da contribuição para o PIS/PASEP, a alíquota de 1,65% é aplicada sobre a base de cálculo. A Lei nº 10.637, de 30 de dezembro de 2002, declara no art. 2º, os casos em que as alíquotas são alteradas. Em relação à incidência sobre exportações, o art. 5º da mencionada Lei dispõe:

Art. 5º. A contribuição para o PIS/PASEP não incidirá sobre as receitas decorrentes das operações de:

I – exportação de mercadorias para o exterior; (...)

d. Contribuição Social sobre o Lucro Líquido (CSLL)

A Contribuição Social sobre o Lucro Líquido (CSLL) foi instituída pela Lei nº 7.689, de 15 de dezembro de 1988, recaindo sobre o lucro líquido das pessoas jurídicas, e destinada ao financiamento da seguridade social. A CSLL foi prevista no art. 195, I, “c”, da Constituição Federal.

De acordo com SABBAG (2011), as mesmas regras de apuração e de pagamento estabelecidas para o Imposto de Renda das Pessoas Jurídicas (IRPJ) são aplicadas à CSLL.

As informações básicas sobre a CSLL são apresentadas na tabela 12.2.d.

Tabela 12.2.d: Informações sobre a Contribuição Social sobre o Lucro Líquido (CSLL)

Contribuição para a Seguridade Social	Contribuição Social sobre o Lucro Líquido (CSLL)
Previsão	Art. 195, I, “c”, CF c/c art. 28 da Lei nº 9.430/96
Fato Gerador	Auferimento de lucro
Base de Cálculo	Lucro, após certos ajustes (alíquota: 9%) ³⁵
Sujeito Passivo	Pessoas jurídicas ou equiparadas
Sujeito Ativo	Secretaria da Receita Federal do Brasil (SRFB)

Fonte: SABBAG (2011)

³⁵ Em relação à alíquota da CSLL, a Lei nº 7.689/88 dispõe:

“Art. 3º. A alíquota da contribuição é de: (...)

II – 9% (nove por cento), no caso das demais pessoas jurídicas” (Incluído pela Lei nº 11.727, de 2008).

13. Compensação Financeira pela Exploração de Recursos Minerais

A Compensação Financeira pela Exploração de Recursos Minerais – CFEM – foi instituída pela lei nº 7.990, de 28 de dezembro de 1989, com base no parágrafo primeiro do art. 20 da Constituição Federal. A Carta Magna assim determina:

Art. 20. São bens da União:

(...)

§ 1º - É assegurada, nos termos da lei, aos Estados, ao Distrito Federal e aos Municípios, bem como a órgãos da administração direta da União, participação no resultado da exploração de petróleo ou gás natural, de recursos hídricos para fins de geração de energia elétrica e de outros recursos minerais no respectivo território, plataforma continental, mar territorial ou zona econômica exclusiva, ou compensação financeira por essa exploração.”

O dispositivo constitucional (§ 1º, art. 20) foi um dos alicerces de sustentação usado pelo Supremo Tribunal Federal (STF) em 2001, para consolidar o entendimento da CFEM como receita originária de natureza patrimonial. Logo, a compensação financeira não se constitui em espécie tributária e, sim, trata-se de uma receita patrimonial, obtida mediante exploração de um bem público da união.

No que tange à administração da CFEM, o caput do art. 3º e o inciso IX do referido artigo, da Lei nº 8.876, de 2 de maio de 1994, assim dispõem:

“Art. 3º. A autarquia DNPM terá como finalidade promover o planejamento e o fomento da exploração e do aproveitamento dos recursos minerais, e superintender as pesquisas geológicas, minerais e de tecnologia mineral, bem como assegurar, controlar e fiscalizar o exercício das atividades de mineração em todo o território nacional, na forma do que dispõe o Código de Mineração, o Código de Águas

Minerais, os respectivos regulamentos e a legislação que os complementa, competindo-lhe, em especial:

(...)

IX – baixar normas e exercer fiscalização sobre a arrecadação da compensação financeira pela exploração de recursos minerais, de que trata o § 1º do art. 20 da Constituição Federal;”

Para esclarecimento do termo faturamento líquido (base de cálculo da CFEM), impende ressaltar o prescrito no art. 2º, da Lei nº 8.001, de 13 de março de 1990:

“Art. 2º: Para efeito do cálculo de compensação financeira de que trata o art. 6º da Lei n. 7.990, de 28 de dezembro de 1989, entende-se por faturamento líquido o total das receitas de vendas, excluídos os tributos incidentes sobre a comercialização do produto mineral, as despesas de transporte e as de seguros.”

Considera-se também como faturamento líquido, o disposto nos parágrafo primeiro do artigo 14, do decreto nº 1, de 11 de janeiro de 1991³⁶. Cabe ainda salientar o estabelecido no parágrafo segundo do mesmo artigo. Dessa forma:

Art. 14. (...)

(...)

“§ 1º - No caso de substância mineral consumida, transformada ou utilizada pelo próprio titular dos direitos minerários ou remetida a outro estabelecimento do mesmo titular, será considerado

³⁶ Decreto nº 1, de 11/01/91. Regulamenta o pagamento da compensação financeira instituída pela Lei nº 7.990, de 28 de dezembro de 1989, e dá outras providências.

faturamento líquido o valor do consumo na ocorrência do fato gerador definido no art. 15 deste decreto.

§ 2º - As despesas de transporte compreendem as paga ou incorridas pelo titular do direito minerário com a substância mineral.”

O fato gerador da CFEM é definido no artigo 15 do Decreto nº 1, de 11/01/91. Observe-se:

“Art. 15 – Constitui fato gerador da compensação financeira devida pela exploração de recursos minerais a saída por venda do produto mineral das áreas da jazida, mina, salina ou de outros depósitos minerais de onde provém, ou o de quaisquer estabelecimentos, sempre após a última etapa do processo de beneficiamento adotado e antes de sua transformação industrial.”

O parágrafo único do artigo 15 do supracitado decreto reputa ainda ocorrido o fato gerador. Note-se:

“Art. 15. (...)

Parágrafo único – Equipara-se à saída por venda o consumo ou a utilização da substância mineral em processo de industrialização realizado dentro das áreas da jazida, mina, salina ou outros depósitos minerais, suas áreas limítrofes e ainda em qualquer estabelecimento.”

A definição do fato gerador da referida compensação financeira é igualmente estabelecida no art. 6º, da Lei nº 7.990, de 28/12/89. Desse modo:

“Art. 6º - A compensação financeira pela exploração de recursos minerais, para fins de aproveitamento econômico, será de até 3% (três por cento) sobre o valor do faturamento líquido resultante da

venda do produto mineral, obtido após a última etapa do processo de beneficiamento adotado e antes de sua transformação industrial”.

Quanto ao percentual da compensação financeira – alíquota – incidente sobre os bens minerais, a Lei nº 8.001, 03/1990 dispõe no art. 2º, § 1º:

“Art. 2º. (...)

§ 1º. O percentual da compensação, de acordo com as classes de substâncias minerais, será de:

I – minério de alumínio, manganês, sal-gema e potássio: 3% (três por cento);

II – ferro, fertilizante, carvão e demais substâncias minerais: 2% (dois por cento), ressalvado o disposto no inciso IV deste artigo;

III – pedras preciosas, pedras coradas lapidáveis, carbonados e metais nobres: 0,2% (dois décimos por cento);

IV – ouro: 1% (um por cento), quando extraído por empresas mineradoras, e 0,2% (dois décimos por cento) nas demais hipóteses de extração.”

No que tange à distribuição dos recursos obtidos através da arrecadação da CFEM, a Lei nº 8.001/90 estabelece no parágrafo 2º, do art. 2º. Assim:

“Art. 2º. (...)

(...)

§ 2º. A distribuição da compensação financeira referida no caput deste artigo será feita da seguinte forma:

I – 23% (vinte e três por cento) para os Estados e o Distrito Federal;

II – 65% (sessenta e cinco por cento) para os Municípios;

II – A. 2% (dois por cento) para o Fundo Nacional de Desenvolvimento Científico e Tecnológico – FNDCT, instituído pelo Decreto-Lei nº 719, de 31 de julho de 1969, e restabelecido pela Lei nº 8.172, de 18 de janeiro de 1991, destinado ao desenvolvimento científico e tecnológico do setor mineral;

III – 10% (dez por cento) para o Ministério de Minas e Energia, a serem integralmente repassados ao Departamento Nacional de Produção Mineral – DNPM, que destinará 2% (dois por cento) desta cota-parte à proteção mineral em regiões mineradoras, por intermédio do Instituto Brasileiro de Meio Ambiente e dos Recursos Naturais Renováveis – IBAMA.”

Em relação à entidade municipal, a distribuição da compensação é feita ao município onde a lavra do bem mineral é realizada. Se a extração ocorrer em mais de um município, uma GUIA/CFEM tem de ser preenchida para cada município envolvido, com observância da proporcionalidade da produção verificada em cada um.

De acordo com o art. 8º da Lei 7.990/89, os recursos arrecadados com a respectiva compensação financeira não poderão ser utilizados para o pagamento de dívida ou no quadro permanente de pessoal das entidades: União, Estados, Distrito Federal e Municípios. A lei diz onde as receitas não poderão ser aplicadas, mas não determina onde elas deverão ser utilizadas. A idéia originária do legislador constitucional era que as receitas deveriam ser empregadas em projetos, os quais direta ou indiretamente retornassem à comunidade local, sob a forma de investimentos em infraestrutura e, com isso, permitissem a continuidade da existência desses municípios, após a exaustão dos recursos minerais, para os quais hoje, as receitas oriundas do aproveitamento dos recursos minerais constituem a principal fonte de recursos.

Ao proprietário do solo – superficiário –, é assegurada a participação nos resultados da lavra. É uma garantia constitucional (art. 176, § 2º). A base de cálculo é a CFEM conforme determina o Código de Mineração (Decreto-Lei nº 227, de 27 de fevereiro de 1967, art. 11, alínea b, §§ 1º, 2º e 3º).

Vale lembrar que atualmente a CFEM é objeto de debates públicos, com perspectiva de mudanças nessa compensação financeira pela exploração de recursos minerais. Vários setores da sociedade brasileira querem o aumento da alíquota incidente sobre as substâncias minerais, bem como a alteração da base de cálculo da CFEM – *royalty* sobre recursos minerais. Desse modo, a base de cálculo da compensação passaria a ser o faturamento bruto. É uma questão controvertida que, certamente, suscitará intensos debates entre as partes interessadas. De um lado, por exemplo, estão os Municípios; do outro, as empresas mineradoras.

14. Incentivos Fiscais

Depreciação, Amortização e Exaustão

São as deduções legalmente permitidas, que reduzem o valor do imposto de renda a pagar. Assim, é importante esclarecer que a depreciação, a amortização e a exaustão:

“São encargos de capital ou despesas não monetárias -, pois não envolvem saídas efetivas de caixa, ou seja, apenas são dedutíveis na passagem do lucro antes do imposto de renda para o lucro tributável, sobre o qual incide o imposto de renda” (SILVA, 2009).

Vale ressaltar que os encargos de capital estão vinculados a um grupo específico de contas do balanço patrimonial³⁷. De acordo com a Lei n° 6.404/76, as contas do ativo permanente³⁸ imobilizado e diferido eram sujeitas aos encargos de capital (depreciação, amortização e exaustão). No entanto, a Lei n° 11.638/07 promoveu alterações em dispositivos da Lei n° 6.404/76, no tocante às normas contábeis, inclusive, na classificação do grupo de contas do balanço patrimonial. O objetivo foi promover uma conciliação da Lei das Sociedades Anônimas com os princípios fundamentais e com as normas internacionais de contabilidade, em virtude da integração internacional promovida pela globalização econômica.

³⁷ O balanço patrimonial está definido no **Adendo V**.

³⁸ A classificação atual do ativo está contida no **Adendo V**.

O ativo no balanço patrimonial é constituído pelos bens, direitos e valores a receber de uma entidade. Assim, com o advento da Lei nº 11.638/07, os encargos de capital relacionam-se aos componentes do ativo imobilizado e do ativo intangível.

Sobre o ativo imobilizado convém salientar o seguinte:

“Ativos imobilizados são itens tangíveis que:

(a) são detidos para uso na produção ou fornecimento de mercadorias ou serviços, para aluguel a outros, ou para fins administrativos; e

(b) se espera que sejam usados durante mais do que um período.”
(PRONUNCIAMENTO TÉCNICO CPC 27³⁹).

Ainda de acordo com o mesmo pronunciamento contábil:

“Valor residual de um ativo é o valor estimado que uma entidade obteria com a venda do ativo, após deduzir as despesas estimadas de venda, caso o ativo já tivesse a idade e a condição esperadas para o fim de sua vida útil.

Vida útil é:

(a) o período de tempo durante o qual a entidade espera utilizar um ativo; ou

(b) o número de unidades de produção ou de unidades semelhantes que a entidade espera obter pela utilização do ativo.”
(PRONUNCIAMENTO TÉCNICO CPC 27).

³⁹ A Resolução do CFC (Conselho Federal de Contabilidade) nº 1.055/05 e alterações criam o Comitê de Pronunciamentos Contábeis (CPC) e dão outras providências.

Em relação ao ativo intangível (incorpóreo), o PRONUNCIAMENTO TÉCNICO CPC 04⁴⁰ o define como “*um ativo não monetário identificável sem substância física.*”

14.1. Depreciação

É conceituada como sendo a redução ou perda de valor de um ativo imobilizado. A depreciação é registrada como custo ou despesa em cada período contábil ou período de apuração – geralmente um ano. Assim:

“Poderá ser computada como Custo (Despesas), em cada exercício, a importância correspondente à diminuição do valor dos bens do ativo imobilizado resultante dos desgastes pelo Uso, Ação da Natureza e Obsolescência” (MARION, 2005).

O valor depreciável ou a base depreciável é o custo de aquisição de um ativo menos o seu valor residual ou valor do salvado. Vale lembrar que o montante acumulado das cotas anuais de depreciação não poderá ultrapassar o custo de aquisição do ativo.

Segundo o PRONUNCIAMENTO TÉCNICO CPC 27, a depreciação “*é a alocação sistemática do valor depreciável de um ativo ao longo da sua vida útil.*”

É pertinente incluir dois aspectos relativos à depreciação. Destarte:

“A depreciação do ativo se inicia quanto este está disponível para uso, ou seja, quando está no local e condições necessários para o mesmo ser capaz de funcionar da forma pretendida pela administração. (...) A depreciação não cessa quando o ativo se torna ocioso ou é retirado do uso normal, a não ser que o ativo esteja totalmente depreciado.” (...)

⁴⁰ O Pronunciamento Técnico CPC 04 refere-se ao ativo intangível.

“Os benefícios econômicos futuros incorporados no ativo são consumidos por uma entidade principalmente através do seu uso. Porém, outros fatores tais como obsolescência técnica ou comercial e desgaste normal enquanto um ativo permanece ocioso, muitas vezes dão origem à diminuição dos benefícios econômicos que poderiam ter sido obtidos do ativo.” (PRONUNCIAMENTO TÉCNICO CPC 27).

14.2. Métodos de Cálculo da Depreciação

Alguns métodos básicos de depreciação foram abordados neste projeto de pesquisa, a saber: método linear ou de cotas fixas, métodos da unidade de produção, método de depreciação não linear (método decrescente linear), método do duplo saldo decrescente e método da soma dos dígitos. Vale lembrar que os critérios de aceitação de qualquer deles pela legislação fiscal não compõem o escopo deste trabalho.

“O método de depreciação utilizado reflete o padrão de consumo pela entidade dos benefícios econômicos futuros.” (PRONUNCIAMENTO TÉCNICO CPC 27).

Segundo TORRIES (1998), quase todos os governos reconhecem, no mínimo, algumas formas de depreciação nos seus códigos tributários (*tax codes*). A depreciação em linha reta, que consiste em dividir o custo de capital de um ativo pela sua vida de serviço útil, a fim de determinar a cota de depreciação anual (*annual allowable depreciation*), é o método mais comum de depreciação usado em avaliações iniciais. Métodos de depreciação mais sofisticados permitidos pelos códigos tributários (*tax codes*) são usados nas avaliações finais. Governos permitem diferentes taxas de depreciação para influenciar decisões de investidores, visto que mais altas taxas diminuem os tributos e aumentam os lucros de projetos. Se um governo quiser encorajar uma atividade industrial, ele pode acelerar a taxa de depreciação. Todas as opções de depreciação disponíveis devem ser investigadas para determinar o valor final de um projeto.

Método Linear ou de Cotas Fixas

De acordo com GENTRY e O'NEIL (1984), talvez seja o mais fácil e o meio mais comum de cálculo da depreciação para uma parcela de propriedade. A depreciação é a mesma para cada ano com esse método.

A cota de depreciação anual é definida pela fórmula a seguir:

$$D_n = \frac{(VA - VR)}{N}$$

Sendo:

D_n = cota de depreciação anual.

VA = valor de aquisição do ativo.

VR = valor residual.

N = número de anos de vida útil do ativo.

“O preço de aquisição deve ser composto pelas seguintes parcelas: custos de aquisição, taxas e impostos, embalagem e seguro, transportes, montagem, instalação, testes, e acessórios necessários a uma operação segura” (PAIONE, 1998).

O valor residual (*salvage value*) refere-se ao valor de revenda do bem, ao final de sua vida útil. Segundo PAIONE (1998), a atribuição do valor residual depende de uma miríade de fatores, normalmente definido pelo mercado de bens usados.

JIMENO e REVUELTA (1997) mostraram o cálculo da depreciação anual para um equipamento com valor de aquisição de 12.000 unidades monetárias (u.m.) e depreciado em 04 anos, cujo valor residual estimado é de 2.000 u.m. Tem-se então:

$$D_n = \frac{(VA - VR)}{N}$$

$$D_n = \frac{(12.000 - 2000)}{4} = 2.500 \text{ u.m.}$$

Este valor representa um gasto dedutível anualmente.

Para enfatizar a determinação da depreciação através do método linear, NEVES e VICECONTI (2004) mostraram que a depreciação é calculada com base na estimativa da vida útil do bem mediante aplicação da taxa de depreciação sobre o valor do bem sujeito à depreciação. Logo:

$$\text{Taxa de Depreciação (\%)} = \frac{100}{\text{Vida útil do bem}}$$

$$\text{Quota de Depreciação (R\$)} = \text{Taxa de Depreciação} \times \text{Custo do bem (R\$)}$$

A tabela 14.2.a mostra algumas taxas de depreciação permitidas pela legislação tributária. A Secretaria da Receita Federal publicou uma lista, ou seja, as Instruções Normativas SRF nº 162/98 e nº 130/99, fixando o prazo de vida útil e a taxa de depreciação para inúmeros bens.

Tabela 14.2.a: Taxas de depreciação – método linear

ESPÉCIE DE BENS	TAXA ANUAL	VIDA ÚTIL ESTIMADA
1. Edifícios e construções	4%	25 anos
2. Equipamentos, ferramentas, máquinas, móveis e utensílios, instalações etc.	10%	10 anos
3. Veículos (passageiros ou cargas)	20%	5 anos

Fonte: Modificada de NEVES e VICECONTI (2004)

Método das Unidades de Produzidas

Segundo JIMENO e REVUELTA (1997) esse método é aplicado exclusivamente na indústria. É calculado pela relação entre a quantidade a depreciar e o número total de unidades produzidas durante a vida útil do ativo. Se a vida útil for coincidente com a duração do projeto mineiro de lavra, o capital a depreciar é dividido pela quantidade de reservas recuperáveis no jazimento. Assim, a depreciação anual é calculada,

multiplicando a depreciação unitária pelo número de unidades produzidas durante esse ano:

$$D_n = \left[\frac{(VA - VR)}{PT} \right] \times PA_n$$

Sendo:

PT = produção total.

PA_n = produção anual.

Se a escala de produção for constante, a depreciação anual é calculada de forma similar ao método linear.

De acordo com NEVES e VICECONTI (2004), o valor da cota de depreciação é calculado proporcionalmente ao número de unidades produzidas no intervalo de tempo em relação ao total produzido pelo equipamento durante a sua vida útil.

NEVES e VICECONTI (2004) ilustraram o cálculo das cotas de depreciação para esse método, com base nas informações a seguir:

- Base da depreciação: R\$ 200.000,00
- Vida útil: 5 anos
- Produção total estimada: 800.000 unidades
- Depreciação por unidade produzida:

$$\frac{R\$ 200.000,00}{800.000 \text{ unidades}} = R\$ 0,25/\text{unidade}$$

O procedimento de cálculo é mostrado na tabela 14.2.b.

Tabela 14.2.b: Método das unidades produzidas

ANO	PRODUÇÃO	QUOTA DE DEPRECIÇÃO
(1)	(unidades) (2)	(2) x R\$ 0,25
1	300.000	75.000,00
2	100.000	25.000,00
3	150.000	37.500,00
4	125.000	31.250,00
5	125.000	31.250,00
Totais	800.000	200.000,00

Fonte: NEVES e VICECONTI (2004)

Método Decrescente Linear

Neste método, segundo JIMENO e REVUELTA (1997), a depreciação anual é calculada, aplicando-se um coeficiente (tabela 14.2.c) que varia em função do número de anos em que o ativo é depreciado:

Tabela 14.2.c: Coeficientes

Número de anos (N)	Coeficiente
$N \leq 5$	1,5
$5 < N < 8$	2,0
$N \geq 8$	2,5

Fonte: Traduzida de JIMENO e REVUELTA (1997)

onde:

$$\alpha = \left(\frac{100}{N} \right) \times \text{Coeficiente (\%)}$$

No cálculo da depreciação anual pelo método do método decrescente linear, o valor do bem sujeito à depreciação não é diminuído do valor residual.

Segundo JIMENO e REVUELTA (1997), quando as cotas anuais são menores do que o valor obtido pelo método linear, então se deprecia o resto de uma só vez. Os autores

mostraram o cálculo da depreciação para um equipamento com valor de aquisição de \$12.000 depreciável em 04 anos com um valor residual de \$2.000. Logo:

O cálculo do valor de α :

$$\alpha = \left(\frac{100}{4}\right) \times 1,5 = 37,5\%$$

Com o valor obtido, as cotas anuais de depreciação são calculadas, de acordo com a tabela 14.2.d.

Tabela 14.2.d: Método decrescente linear

Ano	Saldo da conta	Coefficiente %	Cota de depreciação anual (\$)	Valor não depreciado (\$)
1	12.000	37,5	4.500	7.500
2	7.500	37,5	2.813	4.687
3	4.687	37,5	1.758	2.929
4	2.929	37,5	2.929 ⁴¹	0

Fonte: Modificada de JIMENO e REVUELTA (1997)

Método do Duplo Saldo Decrescente

Neste método, em cada exercício social, o cálculo da depreciação é efetuado considerando o dobro da taxa de depreciação linear multiplicado pelo valor a depreciar.

De acordo com HREBAR (1977) apud GENTRY e O'NEIL (1984), a cota de depreciação anual ou dedução anual pode ser calculada com a seguinte expressão:

$$D_n = \frac{T}{N} \times \left(B - \sum_{x=1}^{n-1} D_x \right)$$

⁴¹ Esse valor foi depreciado de uma só vez, pois a cota de depreciação anual calculada é igual 1.098, portanto menor do que a dedução anual calculada pelo método linear, que é igual a \$2.500.

com

$$\left(B - \sum_{x=1}^{n-1} D_x \right) \geq S$$

Sendo:

D_n = depreciação no ano n

B = base depreciável

S = valor residual (*salvage value*)

N = vida do ativo

T = 2 vezes a taxa de depreciação linear

Para JIMENO e REVUELTA (1997) o cálculo consiste em depreciar, em cada exercício, o dobro do quociente entre o valor a depreciar e a vida útil. Para aplicação do método, tem-se em conta o valor de aquisição do ativo, desconsiderado o valor residual e, uma vez alcançado o valor residual, não mais depreciará.

GENTRY e O'NEIL (1984) mostraram o cálculo da depreciação anual conforme a tabela 14.2.e, cujos dados são apresentados a seguir:

- Base depreciável = \$20.000
- Vida útil do ativo = 5 anos
- Valor residual = \$2.000

Tabela 14.2.e: Método do duplo saldo decrescente

Ano	Base depreciável \$	Taxa	Dedução anual, \$	Saldo não depreciado, \$
1	20.000	$2 \times 1/5 = 0,40$	8.000	12.000
2	12.000	0,40	4.800	7.200
3	7.200	0,40	2.880	4.320
4	4.320	0,40	1.728	2.592
5	2.592	0,40	1.037^{42} (592)	1.555 (2.000)

Fonte: Traduzida de GENTRY e O'NEIL (1984)

Método da Soma dos Dígitos

Neste método, para o cálculo da depreciação anual, o valor depreciável – formado pela diferença entre o custo de aquisição do bem e o valor residual – é multiplicado por uma fração anual variável.

De acordo com GENTRY e O'NEIL (1984), esse método de depreciação é uma técnica acelerada. Ela permite ao contribuinte (*taxpayer*) tomar maiores deduções de depreciação nos anos iniciais e menores deduções nos anos finais. A regra geral para o método é a seguinte:

$$D_n = \left[\frac{(N + 1 - n)}{N(N + 1)/2} \right] \times (VA - VR)$$

Na equação prévia, o numerador representa o número de anos remanescentes na vida útil do bem; o denominador não se altera, sendo igual à soma de todos os números no numerador.

GENTRY e O'NEIL (1984) ilustraram uma aplicação desse método na tabela 14.2.f.

⁴² Na prática a dedução no ano 5 poderia ser apenas \$592 por causa do valor residual de \$2.000.

Tabela 14.2.f: Método da soma dos dígitos

Ano	Base depreciável (\$)	Taxa	Dedução anual (\$)	Saldo não recuperado (\$)
1	(20.000-2.000)	5/15	6.000	12.000
2	18.000	4/15	4.800	7.200
3	18.000	3/15	3.600	3.600
4	18.000	2/15	2.400	1.200
5	18.000	1/15	1.200	0

Fonte: Traduzida de GENTRY e O'NEIL (1984)

Depreciação Acelerada pelo Uso Intensivo dos Equipamentos

Representa a redução do valor de bens móveis, devido ao desgaste pelo uso em operações, às quais são consideradas acima de uma escala normal de operação.

De acordo com NEVES e VICECONTI (2004), há um critério em função do total de horas diárias de operações através da utilização de coeficiente de depreciação acelerada sobre as taxas normalmente utilizadas.

Coeficientes

Para 2 turnos de 8 horas/cada um = 1,5

Para 3 turnos de 8 horas/cada um = 2,0

Com base em NEVES e VICENCONTI (2004), é ilustrado o procedimento de depreciação acelerada:

O bem é um equipamento de lavra:

Taxa normal de depreciação: 10% ano ano

Taxa para uso da máquina em 2 turnos: $1,5 \times 10\% = 15\%$ ao ano

Taxa para uso da máquina em 3 turnos: $2,0 \times 10\% = 20\%$ ao ano

Depreciação Acelerada Incentivada

A depreciação acelerada incentivada é utilizada para fins fiscais, ou seja, como incentivo para ampliação, renovação ou modernização de equipamentos utilizados na indústria, tornando-a mais competitiva. Então, os coeficientes de depreciação acelerada incentivada poderão ser adotados:

I – Coeficiente $1,00 \times$ taxa usual

II – Coeficiente $2,00 \times$ taxa usual

Segundo NEVES e VICECONTI (2004), esses tipos de depreciação acelerada incentivada são destinados à implantação de equipamentos novos. Ademais, os autores advertiram que “*o total de depreciação acumulada, incluindo a normal e a acelerada, não poderá ultrapassar o custo de aquisição do bem*”.

14.3. Amortização

A amortização é a perda do valor do ativo intangível de duração limitada. Por exemplo, marcas e patentes, *softwares* etc.

Segundo o PRONUNCIAMENTO TÉCNICO CPC 04, a “*amortização consiste na alocação sistemática do valor amortizável de ativo intangível ao longo de sua vida útil*.” O mesmo pronunciamento técnico definiu o valor amortizável como “*o custo de um ativo ou outro valor que substitua o custo, menos o seu valor residual*.”

Vale lembrar que os efeitos da depreciação e amortização são análogos, no entanto existe diferença entre elas, inclusive são usadas contas com denominações distintas. Assim como ocorre na depreciação, para o cálculo da amortização do período há vários métodos disponíveis como mostra o item a seguir:

“Podem ser utilizados vários métodos de amortização para apropriar de forma sistemática o valor amortizável de um ativo ao longo da sua vida útil. Tais métodos incluem o método linear, também conhecido como método de linha reta, o método dos saldos decrescentes e o método de unidades produzidas. A seleção do método deve obedecer ao padrão de consumo dos benefícios econômicos futuros esperados, incorporados ao ativo, e aplicado consistentemente entre períodos, a não ser que exista alteração nesse padrão.” (PRONUNCIAMENTO TÉCNICO CPC 04).

Além do exposto, MARION (2005) advertiu: *“Não confundir Amortização de Intangível (a perda do valor do Ativo Intangível, contabilizada como despesa) com Amortização de Financiamento (pagamentos de parcelas de dívidas)”*.

14.4. Exaustão

É a perda de valor dos recursos minerais em decorrência de sua extração ou aproveitamento. A exaustão⁴³ também representa uma despesa não monetária, e não saída de caixa.

“A exaustão mineral ou depleção é o encargo de capital financeiro aplicado na aquisição de recursos minerais, ou seja, as Empresas de Mineração podem computar como custo ou despesa, em cada período de apuração do imposto de renda, a importância correspondente à diminuição do valor dos recursos minerais, resultantes de sua Lavra” (PAIONE, 1999).

De acordo com RUNGE (1998), a exaustão é o equivalente à depreciação para reservas minerais. Representa o valor declinante da reserva, que as autoridades fiscais permitem a uma empresa reivindicar como uma dedução válida de lucros tributáveis. Cada país adota diferentes compensações para exaustão em suas regras de tributação e, isso

⁴³ Lei 4.604/76, art. 183, § 2º, “c”.

frequentemente, depende se o país permite ou não a dedução fiscal de despesas de exploração e custos de aquisição.

O procedimento de cálculo da cota anual de exaustão é similar ao utilizado na determinação da depreciação anual. Logo, a exaustão anual (E_a) poderá ser calculada da seguinte maneira:

$$E_a = \frac{VA}{PT} \times P_i$$

Sendo:

VA = valor gasto para adquirir direitos de lavra;

P_i = produção de minério no ano i ;

PT = produção total (reservas recuperáveis).

A título de ilustração, NEVES e VICECONTI (2004) mostraram os procedimentos para a determinação da exaustão anual, a partir dos seguintes dados:

- a) Valor de aquisição dos direitos de lavra: R\$ 300.000,00
- b) Reserva recuperável: 10.000.000 t
- c) Produção anual de minério:
 - Ano 1: 600.000 toneladas
 - Ano 2: 1.000.000 toneladas
 - Ano 3: 1.200.000 toneladas

Com as informações disponíveis, as cotas anuais de exaustão são calculadas:

$$\text{Ano 1: } E_1 = \frac{300.000}{10.000.000} \times 600.000 = \text{R\$ } 18.000,00$$

$$\text{Ano 2: } E_2 = \frac{300.000}{10.000.000} \times 1.000.000 = \text{R\$ } 30.000,00$$

$$\text{Ano 3: } E_3 = \frac{300.000}{10.000.000} \times 1.200.000 = \text{R\$ } 36.000,00$$

15. Avaliação Econômica

A avaliação econômica de empreendimentos de mineração fornece subsídio para a tomada de decisão através de técnicas de avaliação econômica. O uso de indicadores de rentabilidade de um projeto, por exemplo, Período de Retorno (PR), Valor Presente Líquido (VPL), Relação do Valor Presente (RVP), Taxa Interna de Retorno (TIR) e Valor Anual Equivalente (VAE), permite uma conclusão sobre a atratividade ou não de uma proposta de investimento. Dessa forma:

“A avaliação econômica de jazidas minerais pode ser entendida como um processo dinâmico e interativo de identificação da viabilidade econômica, que envolve os investimentos (capital) e o processo de tomada de decisão. Por sua vez, as decisões de investimento vêm despertando um interesse crescente em função de suas repercussões e das incertezas envolvidas no contexto atual da globalização da economia. De um modo geral, os recursos para investimentos são sempre limitados, tornando o processo de priorização de oportunidades de investimento cada vez mais complexo para as empresas. Além disso, as incertezas e os riscos, inerentes a qualquer empreendimento, obrigam as instituições a dispor de instrumental qualificado para tomar decisões sobre o futuro e criar possibilidades de antecipar-se aos eventos” (SUSLICK, 2001).

De acordo com REVUELTA e JIMENO (2000), a avaliação econômica de um projeto mineiro constitui um dos três pilares básicos do processo de avaliação (técnico, econômico e socioeconômico). A importância relativa de cada um dos tipos em um determinado tempo depende do nível de desenvolvimento do projeto, permitindo-se dizer, geralmente, que a abordagem técnica pode ser prévia, enquanto a análise econômica é realizada em estágios mais avançados, embora não se deva rejeitar a

possibilidade, bastante presente, de que todos os estudos sejam conduzidos simultaneamente e inter-relacionados. Os resultados da análise técnica podem ser utilizados como alicerce para o estudo de viabilidade econômica, que, por sua vez, constitui a base para a análise socioeconômica. Em qualquer caso, essas avaliações não são estáticas, mas são constantemente revisadas à luz de novas informações emergentes. Quando se toma a decisão de investir em um empreendimento de mineração, geralmente, é feita uma análise comparativa entre diversas alternativas de investimento. A escolha considera a opção que apresenta a melhor remuneração para o capital aplicado, pois os recursos devem ser canalizados para um projeto em função da rentabilidade e riscos associados.

Desta maneira, na avaliação de um projeto de investimento de capital, notadamente uma jazida mineral, métodos avaliativos apropriados devem ser utilizados, para permitir um amplo entendimento das partes interessadas (*stakeholders*), acionistas, bancos de investimentos etc., pois nem sempre os investidores são ligados ao setor mineral, portanto não estão familiarizados com a atividade de mineração – à qual pode ser considerada complexa em função da miríade de variáveis envolvidas.

15.1. Características da Indústria da Mineração

A indústria da mineração pode ser considerada uma mola propulsora para o desenvolvimento regional de um país, gerando emprego, renda e, conseqüentemente, uma maior arrecadação de tributos etc. É uma atividade que apresenta características peculiares quando se confronta com outros ramos de atividade industrial.

Segundo GENTRY e O'NEIL (1984), certamente, o ambiente de investimento associado à indústria da mineração é único, quando comparado com o ambiente encontrado por indústrias de manufaturas típicas.

Então, algumas características que conferem unicidade a esta atividade são citadas:

- *Intensiva em Capital:* Embora o capital necessário para um empreendimento de mineração dependa da magnitude da reserva, tamanho da mina, método de lavra, localização e tipo de substância mineral entre outros parâmetros, pode-se afirmar que, geralmente, a indústria da mineração requer capital elevado, desde a prospecção até as fases de planejamento, implantação e produção.
- *Longos Períodos de Pré-produção (Longos Períodos de Maturação):* Geralmente, há um intervalo de tempo considerável desde a descoberta de um depósito de minério até a sua efetiva produção, cujo número de anos é bastante variável, isto é, não existe uma regra pré-estabelecida. Assim, quanto maior o tempo de maturação de um empreendimento de mineração, maior a exposição a riscos internos – aumento dos custos de produção, elevação dos custos de financiamentos etc. – e externos – crise econômica, queda acentuada nos preços dos bens minerais, elevadas taxas de inflação etc., resultando em mudanças nos parâmetros econômicos e de engenharia quando se tomou a decisão de investir.
- *Elevado Risco:* A fase de pesquisa mineral – prospecção e exploração – apresenta alto risco devido ao insucesso na campanha exploratória. Vale dizer, na maioria das vezes, não ocorre a recuperação do capital investido.

Segundo MIRANDA (2008), “*na fase de produção, os riscos se evidenciam menos acentuados e decorrem da alta suscetibilidade de variação dos parâmetros considerados na viabilização dos empreendimentos mineiros*”.

Existem várias fontes de riscos inerentes à atividade, por exemplo, riscos geológicos, riscos de engenharia, riscos econômicos e riscos políticos. Os preços dos bens minerais flutuam de forma considerável no mercado internacional e, o mercado desses bens é cíclico, o que confere riscos à mineração. A estabilidade política de um país – com regras claras, legislação transparente e estabilidade das instituições – proporciona ao investidor confiança no investimento, com garantia de retorno do capital aplicado.

- Volatilidade do preço de ações e preço dos bens minerais: Verifica-se uma maior oscilação dos preços de ações dos recursos minerais quando se compara com outros tipos de indústrias. Alguns fatores influenciam essa maior oscilação dos preços de ações, por isso a volatilidade está vinculada às especificidades apresentadas na mineração. A indústria da mineração difere das outras indústrias, em função da complexidade associada a essa atividade e alto risco.

Para RUDENNO (2009), os estoques de recursos são expostos a uma maior volatilidade externa dos preços de *commodities* do que a maioria dos estoques industriais.

- Recursos Não Renováveis: A vida útil de uma mina depende de sua taxa de produção, à qual é dependente, principalmente, do mercado e da lei da oferta e demanda – para um determinado bem mineral. Quando se confronta com outras indústrias, RUDENNO (2009) observou que estas, obtendo um suprimento de materiais brutos (muitas vezes fornecidos pelas indústrias de recursos) e, dispondo de um mercado para escoamento de seus produtos, podem em tese, operar por um período de tempo indeterminado.

O mesmo não pode ser dito sobre a indústria mineral, pois uma de suas características é a quantidade finita de recursos e reservas, exigindo constante pesquisa, com o objetivo de fornecer bens minerais essenciais ao progresso da humanidade.

- Rigidez Locacional: A localização de um depósito é crucial para a implantação de um empreendimento de mineração, uma vez que a infraestrutura física e social para a abertura de uma mina pode representar um entrave para o sucesso de um projeto. Vários projetos são localizados em áreas remotas ou de difícil acesso. Assim, em função de sua rigidez locacional, uma jazida tem que ser aproveitada exatamente no local de sua ocorrência, requerendo em algumas circunstâncias, elevados recursos econômicos para o desenvolvimento do projeto mineiro.

15.2. Valor Temporal do Dinheiro

Para que os fluxos de caixa de um projeto sejam avaliados de forma apropriada, deve-se considerar o valor temporal do dinheiro. Isto significa associar ao dinheiro um custo pelo seu uso.

JIMENO e REVUELTA (1997) afirmaram que o dinheiro tem um custo significativo. Por um lado, o custo pode-se apresentar em forma de juros a pagar no caso de um empréstimo, ou como o custo de oportunidade equivalente aos juros que seriam obtidos em outras aplicações. Portanto, dado um capital, pode-se dispor dele, incorrendo em um custo de oportunidade ou, ao contrário, ceder seu uso durante um intervalo de tempo, recebendo em troca juros pela falta de disponibilidade desse capital.

Ao analisar economicamente os fluxos de caixa, em que os recebimentos ou entradas e desembolsos ou saídas são distribuídos em períodos distintos, deve-se comparar os valores em uma mesma data, empregando-se os fatores de capitalização ou desconto a uma dada taxa mínima de atratividade ou taxa de desconto. Por exemplo, uma unidade monetária tem um valor maior hoje do que daqui a 4 anos.

SUSLICK (2001) salientou que não se deve confundir o conceito de valor do dinheiro no tempo com inflação ou com o risco financeiro do não recebimento da quantia. A variação do dinheiro ao longo de um período é função da taxa de juros. Assim, o autor definiu juros “*como o preço ou aluguel a ser pago pela utilização dos recursos financeiros (...)*”.

Consolidando a assertiva prévia, FERREIRA e ANDRADE (2004) enfatizaram que mesmo não existindo inflação – inflação zero –, o valor temporal do dinheiro está presente e deve ser avaliado separadamente da inflação, à qual representa uma elevação no nível geral de preços. A inflação tem que ser analisada à parte, pois suas taxas de crescimento variam normalmente com o tempo. Para o valor temporal do dinheiro, em geral, é uma taxa fixa.

O custo de capital: taxa de desconto

Na escolha de uma alternativa de investimento analisa-se qual a taxa de desconto é aplicada em conjunto com os métodos do fluxo de caixa descontado. Uma empresa espera o retorno para o capital aplicado em um determinado projeto, portanto uma taxa de retorno mínima aceitável é exigida para justificar a decisão de investir em uma alternativa de investimento. Logo, um retorno superior ao custo de capital implica aumento do valor presente de um projeto e, em consequência, acréscimo no valor de suas ações.

Na definição do custo de capital, vale lembrar que o capital social da empresa é constituído pelo capital de terceiros – formado pelos empréstimos de longo prazo contraídos pela empresa – e pelo capital próprio –, este composto pelos recursos dos proprietários ou sócios.

Torries (1998) enfatizou que a taxa de desconto é usada para descontar fluxos de caixa futuros para determinar o valor presente; ela reflete o custo de oportunidade do capital para a empresa. Uma taxa de juros é o custo dos recursos financeiros tomados emprestados; uma taxa de juros na qual um banco empresta recursos pode ou não refletir o custo de oportunidade do capital para uma empresa. Taxas de juros e taxas de desconto podem ou não ser a mesma coisa. É incorreto usar as duas alternadamente. O autor advertiu que determinar a taxa de juros que um banco cobra por um conjunto específico de recursos emprestados é fácil, pois qualquer banco ficaria feliz em fornecer uma cotação. No entanto, determinar a adequada taxa de desconto para avaliar um projeto sendo realizado por uma empresa é mais difícil. Determinar o custo de oportunidade do capital significa a estimativa de itens tais como: a taxa de retorno sobre usos alternativos do capital; os juros sobre os empréstimos contraídos: como o juro pode mudar, dado o nível de endividamento e o tipo de projeto envolvido; a taxa de inflação esperada; e, talvez, a quantidade de riscos envolvidos.

Para uma melhor compreensão do termo custo de capital é conveniente observar que:

“Em resumo, o conceito de custo de capital pode ser entendido das seguintes formas:

a) Preço que a empresa paga pelos fundos obtidos junto a suas fontes de capital.

b) Taxa mínima que os projetos de investimentos devem oferecer como retorno.

c) Taxa de desconto utilizada para converter o valor esperado dos fluxos de caixa futuros em valor presente.

d) Taxa de retorno que deixa o acionista indiferente à aceitação ou não de um projeto” (MARTELANC ET AL., 2010).

Não é uma tarefa fácil determinar a taxa de desconto apropriada. Segundo TORRIES (1998), uma taxa de desconto comumente usada ou considerada é conhecida como o custo médio ponderado de capital ⁴⁴(*weighted average cost of capital*). Essa taxa reconhece que há um custo de capital próprio (*equity*) exatamente como existe um custo de capital de terceiro, e que a relação capital de terceiro (*debt*) / capital próprio (*equity*) pode variar. Essa taxa também reconhece e explica o fato de que o risco de adquirir ações de empresas pode variar.

“O CMPC reflete a taxa de atratividade da empresa (e a taxa de desconto a ser utilizada em sua avaliação) na análise de viabilidade de propostas de investimento de capital. É importante ressaltar que essa ponderação de taxa deve ser feita com base em valores de mercado, e não em valores contábeis registrados. O CMPC é a taxa de desconto a ser utilizada para trazer os fluxos de caixa da empresa a valor presente” (MARTELANC ET AL., 2010)

Desse modo, conforme MARTELANC ET AL. (2010), o CMPC pode ser expresso da seguinte forma:

Custo do capital próprio × Proporção do capital próprio no capital investido

⁴⁴ Custo Médio Ponderado de Capital (CMPC).

+

Custo do capital de terceiros × Proporção do capital de terceiros no capital investido

= *CMPC*

RUDENNO (2009) apresentou uma fórmula para o cálculo do custo médio ponderado de capital (*Weighted Average Cost of Capital – WACC*). Assim:

$$CMPC (WACC) = \frac{E}{V} \times r_e + \frac{D}{V} \times r_d \times (1 - t); \text{ com } V = D + E$$

Sendo:

$$V = D + E$$

E/V = proporção de capital próprio (*equity*)

D/V = proporção de capital de terceiros (*debt*)

r_e = custo do capital próprio (*equity*)

r_d = custo do capital de terceiros (*debt*)

t = impostos sobre a empresa (*corporate tax rate*)

RUDENNO (2009) ilustrou o cálculo do custo médio ponderado de capital, considerando os seguintes dados:

r_e = foi calculado em 13%.

E = \$227 milhões; o último preço de ações foi cotado a \$2,27, como o total de 100 milhões de ações; portanto, a capitalização do mercado (E) seria de \$227 milhões.

D = \$50 milhões, que correspondem ao nível de endividamento da empresa ou capital de terceiros.

r_d = 8%, significando os juros.

t = 30%, representando os impostos sobre a empresa.

Logo:

$$V = \$227 \text{ milhões} + \$50 \text{ milhões} = \$277 \text{ milhões}$$

$$CMPC (WACC) = \frac{227}{277} \times 0,13 + \frac{50}{277} \times 0,08 \times (1 - 0,30) = 10,65\% + 1,01\% = 11,66\%$$

RUDENNO (2009) salientou que essa taxa é calculada depois dos impostos; portanto, para efeitos de desconto, ela deve ser aplicada aos fluxos de caixa depois dos impostos.

Na aplicação dos métodos de avaliação econômica de projetos, usa-se, comumente, o nome taxa de desconto como sinônimo de taxa mínima de atratividade ou taxa de juros.

O custo de oportunidade

Representa os custos referentes à melhor remuneração de outra oportunidade de investimento.

Para JIMENO e REVULETA (1997), a decisão de investir em um projeto implica sacrifício das receitas que seriam obtidas em outras aplicações dos mesmos recursos. Portanto, o custo de oportunidade é o maior benefício sacrificado. É evidente que, naqueles ativos obtidos mediante aluguel ou compra em um mercado aberto, o custo de oportunidade coincide com o pagamento realizado.

Um custo de oportunidade surge para uma empresa de mineração, ou de forma mais ampla para seus acionistas, quando o montante dos fundos disponíveis para investimento é limitado em relação ao número de oportunidades que podem ser desenvolvidas. Assim, se o dinheiro estiver comprometido com uma proposta de investimento, uma oportunidade para investir aquele dinheiro em outra parte é perdida. (MACKENZIE; DOGGETT, 2000)

Os fatores de atualização

Os fatores de atualização permitem obter seis relações existentes entre o valor atual, valor futuro e o valor anual equivalente de acordo com a figura 15.2.

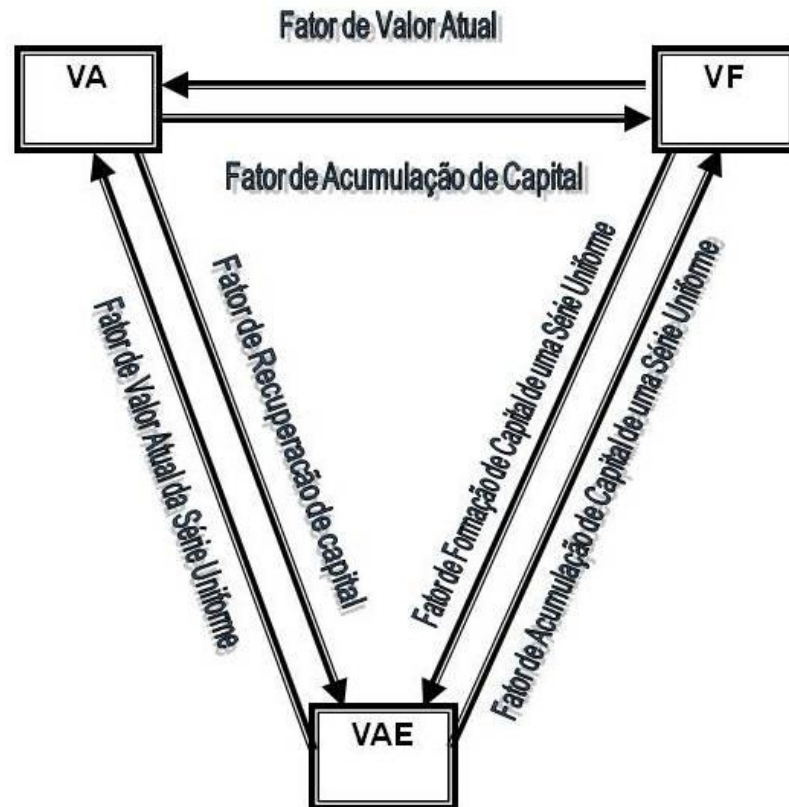


Figura 15.2: Relações entre valor atual, valor futuro e valor anual equivalente

Fonte: traduzida de MACKENZIE e DOGGETT (2000)

A notação e terminologia usadas nesse trabalho para determinar as seis funções que relacionam o valor atual, valor futuro e valor anual equivalente são descritas a seguir:

i = custo do capital, taxa de desconto, taxa mínima de atratividade ou taxa de juros composta anual.

n = número de anos, mensurado do presente, ou seja, tempo zero.

VF = valor futuro a partir de (n) anos do tempo presente.

VA = valor atual no presente (tempo zero). Também denominado Valor Presente (VP).

VAE = valor anual equivalente ou série de valores anuais iguais que ocorrem ao final de cada ano para (n) anos. Também denominado anuidade.

As fórmulas dos fatores de atualização são mostradas na tabela 15.2, indicando as seis possíveis funções relacionadas com o valor atual, valor futuro e valor anual equivalente.

Tabela 15.2: Fórmulas dos fatores de atualização

FÓRMULA	SÍMBOLO	DESCRIÇÃO
$(1 + i)^n$	$(VF/VA_{i,n})$	Para encontrar VF dado VP, (uma só quantidade)
$(1 + i)^{-n}$	$(VA/VF_{i,n})$	Para encontrar VA dado VF, (uma só quantidade)
$((1 + i)^n - 1) / i$	$(VF/VAE_{i,n})$	Para encontrar VF dada uma série uniforme VAE
$i / ((1 + i)^n - 1)$	$(VAE/VF_{i,n})$	Para encontrar VAE dado VF
$((1 + i)^n - 1) / i \cdot (1 + i)^n$	$(VA/VAE_{i,n})$	Para encontrar VA dada uma série i uniforme VAE
$i \cdot (1 + i)^n / (1 + i)^n - 1$	$(VAE/VA_{i,n})$	Para encontrar VAE dado VA

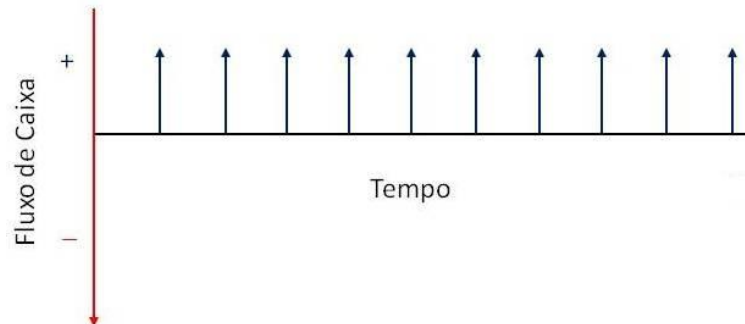
Fonte: Traduzida de JIMENO e REVUELTA (1997)

Segundo MACKENZIE e DOGGETT (2000), a fim de incorporar o custo de capital em avaliação, as funções de valor no tempo são aplicadas ou para trazer todas as estimativas do fluxo de caixa a um ponto comum no tempo ou para distribuir os fluxos de caixa uniformemente sobre um período de tempo comum. O ponto comum no tempo escolhido é normalmente o presente, também conhecido como tempo zero. A vida da alternativa a ser avaliada é frequentemente escolhida como o período de tempo comum.

15.3. Fluxo de Caixa

O Fluxo de Caixa tem um valor considerável para a avaliação econômica de projetos de investimento de capital. É representado pelas entradas e saídas de caixa ao longo de um período de apuração ou período contábil – normalmente um ano. O fluxo de caixa de

um projeto de mineração acompanha toda a sua vida útil, sendo utilizado como uma relevante ferramenta gerencial.



SUSLICK (2001) definiu fluxo de caixa como “(...) *um instrumento de características financeiras e se traduz pelo conjunto de entradas e desembolsos do investidor devidamente localizados ao longo do tempo.*”

Segundo TORRIES (1998), os fluxos de caixa podem ser calculados ou sobre base monetária constante ou corrente (inflacionada), mas independente de qual base seja usada, todos os preços, custos, e taxas devem ser expressos nos mesmos termos. O previsto, ou fluxo de caixa (*pro forma*) de um projeto gera a base de um número de métodos de avaliação econômica. Contudo, a previsão de fluxos de caixa futuros está carregada de problemas. Um dos maiores problemas é a previsão de preços dos produtos durante a vida do projeto, os quais podem ser de 20 anos ou mais. Outros problemas também ocorrem na previsão de custos operacionais e custos de capital inicial, tempo de partida (*start-up*), e a probabilidade e possíveis efeitos de tais eventos imprevisíveis como inundações, acidentes, e ações políticas.

O fluxo de caixa pode gerar resultados negativos ou positivos. Na abertura de uma mina e, em outras situações – aumento da capacidade de produção, alteração nos métodos de lavra e/ou beneficiamento e substituição de equipamentos, normalmente, os resultados são negativos. Quando o empreendimento mineiro entra na fase produtiva com a geração de receita, oriunda da comercialização da substância mineral, os fluxos de caixa

são, em geral, positivos. A figura 15.3 mostra um fluxo de caixa de um projeto de mineração hipotético, com as fases características.

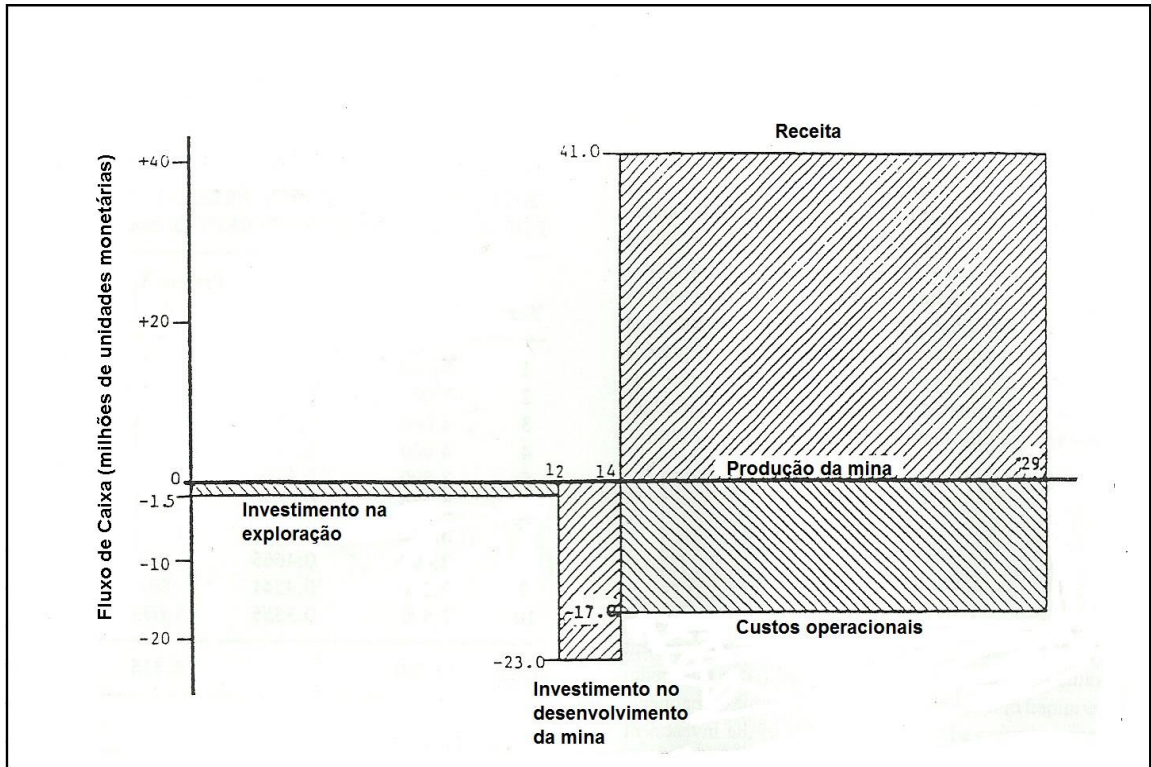


Figura 15.3: Fluxo de caixa de um projeto de mineração hipotético

Fonte: Traduzida de MACKENZIE e DOGGETT (2000)

Componentes do fluxo de caixa

O fluxo de caixa é a base para a avaliação de projetos, pois através de sua aplicação é possível determinar os indicadores econômicos das alternativas de investimento. Logo, faz-se necessário conhecer os componentes de um fluxo de caixa de projetos de mineração. Portanto, WELLMER ET AL. (2008) elencaram os principais elementos de um fluxo de caixa:

a) Investimento: Os anos de investimento são representados por valores negativos, enquanto os anos de produção por valores positivos.

b) Custos e Receitas: A diferença entre receitas e custos operacionais é o lucro operacional (*Operating Profit – OP*) ou fluxo de caixa bruto. Vale observar que, se um investimento for financiado totalmente por recursos próprios (*equit*), apenas tributos e *royalties* têm de ser deduzidos para obter o fluxo de caixa líquido. No entanto, se o capital de terceiro ou externo for utilizado – empréstimo –, os juros sobre o capital são deduzidos.

c) Reinvestimentos (*Reinvestments*) ou gastos de capital em andamento (*ongoing capital expenditures*): Em geral, reinvestimentos terão de ser feitos durante os anos. Isso porque o tempo de vida operacional de um equipamento de mineração, por exemplo, carregadeira, dificilmente coincide com a vida útil da mina.

d) Recuperação do Capital de Giro (*working capital*): No início de uma operação mineira, o capital de giro é requerido – como parte do investimento inicial – o qual retorna no fim da vida da mina.

e) Receitas do valor residual de uma mina (*salvage value*): Com o término da reserva lavrável, a planta de beneficiamento ainda tem um valor residual (*salvage value*). Os equipamentos podem ser vendidos de segunda mão ou usados em outra planta de propriedade da companhia (*company-owned plant*). A quantia recebida será creditada à mina fechada.

Do ponto de vista de RUNGE (1998), o valor residual (*salvage value*) é o valor esperado – depois da dedução do custo de venda –, realizado na alienação de ativo fixo (imobilizado) no final de sua vida útil. O valor residual é uma entrada de caixa, exatamente o oposto aos custos de capital (*capital expenditure*).

Note-se que o valor residual ou valor do salvado é considerado como “receita não operacional”.

Além dos componentes relacionados, outro aspecto deve ser enfatizado, isto é, a necessidade de incluir no fluxo de caixa os custos com reabilitação das áreas utilizadas

e impactadas pelas atividades de mineração. E isso representa uma regra básica diante da preocupação com a preservação ambiental.

Desse modo, vale ressaltar que GUIMARÃES (2005) desenvolveu um aplicativo para a estimativa de custo de fechamento de mina, passível de ser usado por empresas de mineração, bem como por órgãos governamentais que exercem função fiscalizadora da atividade de mineração. Trata-se de uma ferramenta de grande utilidade, visto que um dos objetivos da estimativa de custos de fechamento de mina é garantir recursos suficientes para a reabilitação de áreas atingidas pelas operações mineiras.

Para Rudenno (2009), a proteção ambiental é uma importante questão para empresas industriais e de recursos. As legislações estaduais e federais têm colocado cada vez mais altos padrões ambientais (*high environmental Standards*). Dentro de limitações práticas, as empresas devem assegurar um mínimo impacto sobre o meio ambiente. Essas medidas aumentam os custos de capital e custos operacionais.

Diante do impacto causado ao ambiente, RUDENNO (2009) apresentou dados relativos à proteção ambiental, conforme mostra a tabela 15.3.a.

Tabela 15.3.a: Custos de capital e custos operacionais de proteção ambiental –
2002/2001

(\$ milhões)	Reabilitação do local da mina	Estéril sólido	Estéril líquido	Emissões no ar	Outros	Total
Custos operacionais	97,7	53,8	24,8	40,5	67,0	283,8
Custos de capital	7,4	54,2	17,3	23,1	4,9	106,8

Fonte: traduzida de RUDENNO (2009) (*2003 Australian Year Book*)

Os custos ambientais podem ser substanciais, particularmente no caso de depósitos de urânio. É mais provável que quaisquer receitas adicionais sejam compensadas por esses investimentos finais. (WELLMER ET AL., 2008)

Nas estimativas de fluxos de caixa, dados econômicos consistentes devem ser obtidos durante a vida útil de um empreendimento. Além disso, os fluxos de caixa descontados

têm uma participação maior nos anos iniciais de um projeto, quando comparados a períodos vindouros em função do valor temporal do dinheiro.

Desse modo, JIMENO (1994) ressaltou que algumas empresas mantêm a regra de limitar o horizonte temporal da análise a um máximo de 15 anos.

Valores contábeis versus valores do fluxo de caixa

É importante destacar a diferença entre o fluxo de caixa e o fluxo de lucros. Nesse sentido, faz-se necessário incluir uma observação, que auxiliará, inicialmente, na compreensão desses conceitos:

“(...) A diferença mais importante é que, para cálculo do fluxo de caixa, não é considerada a depreciação (a não ser para a apuração dos impostos sobre o lucro real), mas, em contrapartida, é necessário levar em conta os investimentos reais a serem efetuados na substituição e na modernização dos imobilizados que vão ficando obsoletos, desgastados ou fora de moda e os investimentos a serem feitos no capital de giro operacional da empresa.” (MARTELANC ET AL, 2010).

Para esclarecer algumas diferenças entre as duas análises em foco, é necessário ter em mente que são duas abordagens distintas com objetivos igualmente diferentes. O fluxo de caixa projetado é utilizado para uma tomada de decisão acerca de oportunidades de investimento; o conceito de lucro envolve um formalismo contábil.

A esse respeito, HREBAR e GENTRY (2003) afirmaram, por exemplo, que:

a) Análises de fluxo de caixa e conceitos contábeis retratam os investimentos de forma diferente. A principal diferença entre esses enfoques é o momento dos custos. Porque geralmente há grandes diferenças entre lucros contábeis e benefícios atuais líquidos de caixa derivados de um investimento, os investidores estão usando cada vez mais o fluxo

de caixa como a principal medida de benefícios produzidos a partir de um investimento de capital. Esse enfoque é baseado na crença de que o método adequado para avaliar um investimento de capital é comparar o gasto ou desembolso atual com os fluxos de caixa líquidos positivos antecipados que sobrevirão do projeto no futuro. Ao fazer essa comparação, é essencial que o período de tempo dos vários fluxos de caixa diferentes seja reconhecido através do uso de uma taxa de juros adequada.

b) Há muitas vezes uma grande confusão em torno da idéia de que o fluxo de caixa é mais importante do que o lucro. É importante lembrar que o lucro é um conceito contábil, sujeito a um extenso conjunto de regras muito rígidas, estabelecidas pela contabilidade. Na análise final, entretanto, um investidor está simplesmente preocupado com o saldo positivo ou excedente de caixa que um projeto irá gerar em relação ao desembolso exigido pelo projeto. Ao contrário do contador, o investidor não está particularmente interessado no método para determinar o nível de fluxo de caixa líquido de um projeto. Sua preocupação principal é estimar se ou não as entradas de dinheiro (*cash in*) irão ultrapassar os desembolsos ou saídas de dinheiro (*cash out*) por um valor ou quantia suficiente.

Para enriquecer essa análise – fluxo de caixa versus lucro contábil –, impende lembrar que:

“Em termos gerais, há boas razões para os investidores preferirem analisar projeções de fluxos de caixa a fluxos de lucros, e algumas delas são apresentadas a seguir. Todavia, fluxos de caixa e de lucros se ‘encontram’ ao longo do tempo. Nenhum projeto no médio e no longo prazo será excelente sob a perspectiva do caixa e muito ruim do ponto de vista do lucro, ou vice-versa.

- *Em tese, o fluxo de caixa sistematicamente positivo, considerando inclusive o pagamento do serviço da dívida, poderá ser pago para o acionista na forma de dividendos.*

- *Na verdade, não importa se o caixa do projeto será pago ou não para o acionista na forma de dividendos. O importante é que fique à disposição da empresa, ou seja, que ela tenha poder para decidir o que fazer com o dinheiro – no caso, distribuí-lo ou aplicá-lo em projetos que teoricamente renderão mais para os sócios do que se eles aplicarem seus recursos em outras opções.*

- *Um fluxo de lucros projetados poderia esconder um déficit de caixa provocado pela necessidade de um reinvestimento e de um investimento em capital de giro.*

- *Fluxos de caixa positivos indicam recursos disponibilizados para a empresa e para os acionistas. Já os fluxos negativos apontam a necessidade de aporte de novos capitais.*

- *O lucro não pode ser trazido a valor presente, pois é formado de receitas e despesas que podem ter origens financeiras muito anteriores ou posteriores a seu lançamento contábil. Somente o caixa pode ser aplicado a juros; portanto, somente seu fluxo pode ser trazido a valor presente.” (MARTELANC ET AL., 2010).*

A fim de pôr termo à distinção entre fluxo de caixa e fluxo de caixa contábil (fluxo de lucros), SMITH (2002) relatou diferenças significativas entre essas duas abordagens, às quais são vistas a seguir:

- Intervalo de tempo e depreciação – A diferença essencial entre os valores de caixa e valores contábeis é que em um fluxo de caixa as receitas e os custos são reconhecidos quando ocorrem. Em um cálculo contábil de lucro e perdas, os itens de capital não são incluídos no ano em que são gastos, mas são depreciados durante um período de tempo estabelecido (por exemplo, 3, 5, 10 ou mais anos) ou são amortizados durante a vida da operação.

- Custos irrecuperáveis (*sunk costs*) – O método do fluxo de caixa olha para frente. Isso significa que o passado, ou custos passados (*sunk costs*) não são incluídos. A explicação para isso é que um investidor está somente preocupado se o investimento atual dará um suficiente retorno para justificar o investimento. Os investimentos bons ou ruins do passado não têm impacto sobre a validade de um investimento atual (...).
- Demonstração do fluxo de caixa contábil ou fluxo de lucros (*back calculating cash flow from accounting income*) – Recomenda-se que os fluxos de caixa sejam calculados das entradas básicas de caixa (*basic cash inputs*), e não calculados das demonstrações contábeis do lucro líquido. Ainda que os valores do fluxo de caixa e valores contábeis correspondam no total, no final da vida útil da mina, os valores não corresponderão ano a ano.

A distinção entre a demonstração do Fluxo de Lucros (lucro contábil) e o fluxo de caixa (FC) é mostrada na tabela 15.3.b.

Tabela 15.3.b: Fluxo de lucros (lucro contábil) versus fluxo de caixa

Demonstração do fluxo de caixa contábil (fluxo de lucros ou lucro contábil) (Não recomendado)	Fluxo de caixa (Recomendado)
(1) Receita bruta (+)	(1) receita bruta (+)
(2) Despesas de tratamento, refino e frete (-)	(2) Despesas de tratamento, refino e frete (-)
(3) <i>Royalties</i> (-)	(3) <i>Royalties</i> (-)
(4) Custos operacionais (OPEX) (-)	(4) Custos operacionais (OPEX) (-)
(5) Receita operacional líquida (Ebitda/Lajida)=⁴⁵	(5) Receita operacional líquida (=)
(6) Depreciação e amortização (-)	(6) Custos de capital quando gastos (-)
(7) Exaustão (-)	(7) Capital de giro (-)
(8) Rendimento líquido tributável (Ebit/Lajir)	(8) Impostos sobre a renda e faturamento (-)
(9) Impostos sobre a renda e faturamento (-)	= Fluxo de caixa
(10) Lucro líquido após os impostos (ganhos) (=)	Impostos calculados separadamente
Cálculo do fluxo de caixa contábil	(5) Receita operacional líquida (+)
(10) Lucro líquido após impostos (ganhos) (+)	(-) Depreciação (<i>cash depreciation</i>)
(6) Depreciação e amortização (+)	(9) Rendimento líquido tributável (=)
(7) Exaustão (+)	(8) Impostos sobre a renda e faturamento (=)
(11) Custos de capital (CAPEX) (-)	
(12) Capital de giro (-)	
= Fluxo de caixa contábil	

Fonte: Traduzida de SMITH (2002)⁴⁶

A tabela 15.3.b ilustra os dois procedimentos percorridos previamente. Note-se que os tributos incidentes sobre a atividade de mineração são mostrados de forma geral, não levando em consideração a realidade brasileira.

⁴⁵ Segundo MARTELANC, ET AL. (2010), **Ebitda/Lajiba** é o “lucro antes dos juros, imposto de renda, depreciação e amortizações. É a receita menos os custos e as despesas, sem levar em consideração ainda a depreciação ou a amortização”. Por outro lado, de acordo com Martelanc (2010), **Ebit/Lajir** é o “lucro antes dos juros e do imposto de renda. É o Ebitda menos a depreciação e a amortização de intangíveis”.

⁴⁶ Para SMITH (2002), se o projeto considerar capital de terceiros (financiamento), então o principal ou valor recebido da instituição financeira deve ser acrescentado ao fluxo de caixa como uma entrada para o projeto, e os juros e amortizações do principal devem ser deduzidos como custos ou despesas.

Daqui em diante, alguns modelos de fluxos de caixa são mostrados, cada qual com suas especificidades, considerando algumas singularidades envolvidas nos seus cálculos:

a) A primeira abordagem mostra as duas maneiras de cálculo utilizadas para a estimativa de fluxos de caixa. Em uma delas, os encargos de capital (depreciação, amortização e exaustão) são subtraídos na projeção do fluxo de caixa do projeto. Isso pode ser verificado na tabela 15.3.c, quando o cálculo do lucro após o imposto de renda é efetuado a partir do lucro tributável. Então, a depreciação, a amortização e a exaustão (9) deverão ser somadas à diferença entre o lucro tributável (10) e o imposto de renda (11), visando ao cálculo do lucro após o imposto de renda (12). Esse procedimento é assim esclarecido:

“Como não são saídas de caixa, a depreciação, a exaustão e as amortizações de ativos diferidos não deveriam ter sido subtraídas na projeção do fluxo de caixa. Por isso, são trazidas de volta. O efeito líquido da depreciação, da exaustão e das amortizações de intangíveis é apenas a redução dos tributos sobre a renda. (...)” (MARTELANC, ET AL., 2010).

Na segunda forma de cálculo do fluxo de caixa de um projeto (tabela 15.3.c), o lucro antes do imposto de renda (8) é subtraído do imposto de renda (11), visando à obtenção do lucro após o imposto de renda (12)

Com base em SOUZA (1995), na tabela 15.3.c, o fluxo de caixa do projeto foi dividido em (I) e (II), considerando ou não o benefício fiscal. Assim, caso seja concedida isenção do imposto de renda, o fluxo de caixa do projeto será o (I); do contrário, o fluxo de caixa do projeto será o (II).

Tabela 15.3.c: Determinação dos fluxos de caixa anuais de um projeto

Fluxo de Caixa do Projeto
(1) Investimento Fixo (<i>Capital Expenditure – CAPEX</i>): (1.1) + (1.2) + (1.3) + (1.4)
(1.1) Investimento Fixo Inicial (equipamentos e serviços)
(1.2) Reposição e Reforma de Equipamentos
(1.3) Direitos Mnerários e Outros Direitos
(1.4) Despesas de “Partida” do Projeto (<i>start up</i>)
(2) Capital de Giro (<i>Working Capital</i>) (aplicação inicial e recuperação final)
(3) Investimento total: (1) + (2) (-)
(4) Receita Operacional Líquida
(5) Receita Não Operacional
(6) Receita Total: (4) + (5)
(7) Custos Operacionais (<i>Operating Expenditure – OPEX</i>)
(8) Lucro Antes do Imposto de Renda (IR): (6) – (7)
(I) Fluxo de Caixa (FC) Antes do Imposto de Renda (IR): (3)+(8)
(9) Encargos de Capital ou Despesas Não monetárias: (9.1) + (9.2) + (9.3)
(9.1) Depreciação
(9.2) Amortização de intangíveis
(9.3) Exaustão
(10) Lucro Tributável: (8) – (9)
(11) Imposto de Renda (IR): (alíquota) x (10)
(12) Lucro após o Imposto de Renda (IR): (8) – (11) ou (10) – (11) + (9)
(II) Fluxo de Caixa do Projeto após o Imposto de Renda (IR): (I) – (11) ou (3) + (12)

Fonte: Adaptada de SOUZA (1995)

b) O fluxo de caixa a seguir refere-se a um projeto de ouro no Brasil. MACKENZIE e DOGGETT (2000) listaram alguns aspectos relativos aos componentes do fluxo de caixa à época.

Note que os incentivos fiscais regionais⁴⁷ bem como as alíquotas dos tributos e CFEM, citados por MAKENZIE e DOGGETT (2000), não foram incluídos nessas observações, em função de eventuais alterações ao longo dos anos.

a) *Receita*: refere-se ao faturamento bruto a preços do metal refinado.

⁴⁷ Os incentivos fiscais são aplicados a regiões do Brasil, a fim de fomentar o investimento regional através de isenções e reduções fiscais de tributos – principalmente o imposto de renda –, por um determinado número de anos.

b) *Custos de comercialização*: são custos concernentes ao transporte, seguro, refino, e despesas de vendas.

c) *Perdas realizadas (carried loss)*:

- As perdas podem ser transportadas por até quatro anos.
- A dedução de perdas realizadas no ano X é restrita ao máximo de 30% da receita antes da dedução de prejuízos realizados.

d) *Depreciação*:

- Aplicável a custos de capital (investimento) para planta da mina e equipamento, instalações de processamento, e infraestrutura social.
- 20% por ano pelo método linear, para planta e equipamentos da mina a céu aberto, assumindo um turno de operação por dia.
- 30% por ano pelo método linear, para planta e equipamentos de lavra subterrânea, admitindo dois turnos de operação por dia.
- 40% por ano pelo método linear ou de cotas fixas, para instalações de processamento, assumindo três turnos de operação por dia.
- 4% por ano pelo método de cotas fixas para infraestrutura social.

e) *Amortização*:

- Aplicável a custos de capital (investimentos) para o desenvolvimento da mina; componentes de custos de capital de infraestrutura: transporte, energia e instalação de água.
- 20% por ano pelo método linear.

f) *Tributação aplicável a metais base (metals base)*:

- O IOF cobrado para o ouro é substituído pelo ICMS, no caso de metais base.

Após essas considerações, o fluxo de caixa – elaborado MACKENZIE e DOGGETT (2000) – é apresentado na tabela 15.3.d.

Tabela 15.3.d: Fluxo de caixa aplicável a um projeto de ouro

Sistema de Tributação Aplicável ao Ouro Formato do Fluxo de Caixa
(1) Receita (+)
(2) IOF (-)
(3) COFINS (-)
(4) PIS (-)
(5) Custos de Comercialização (-)
(6) Receita ou Base de Cálculo da CFEM
(7) CFEM (-)
(8) Custos Operacionais (OPEX) (-)
(9) Despesas de Exploração (<i>Exploration Expenditure</i>) (-)
(10) Receita Antes da Dedução de Prejuízos Realizados
(11) Dedução de Prejuízos Realizados (no ano X) (-)
(12) Depreciação (-)
(13) Amortização de intangíveis (-)
(14) Se negativo: Perda Realizada (para o ano X+1)
(15) Se positivo: Receita ou Base de cálculo da Contribuição social
(16) Contribuição Social (-)
(17) Receita ou base de cálculo para o Imposto de Renda
(18) Imposto de Renda (-)
(19) Resultado Depois do Imposto de Renda (Lucro ou Prejuízo)
(20) Custos de Capital (CAPEX) (Investimento)
(21) Fluxo de caixa depois do imposto de Renda
= 1-2-3-4-5-7-8-9-16-18-20

Fonte: Traduzida de MACKENZIE e DOGGETT (2000)

d) Em outro enfoque, o fluxo de caixa retrata a incidência da CFEM e dos tributos incidentes sobre o faturamento e a renda de um projeto de mineração no Brasil à época. O cálculo é ilustrado passo a passo conforme mostra a tabela 15.3.e.

Tabela 15.3.e: Fluxo de caixa de um projeto mineiro

Fluxos de Caixa do Projeto – Efeitos da Tributação
(1) Investimento Fixo (<i>Capital Expenditure - CAPEX</i>)
(2) Capital de Giro (<i>Working Capital</i>)
(3) Investimento Total: (1) + (2) (-)
(a) Receita Operacional Bruta
(b) ICMS/IOF, COFINS e PIS
(c) Despesas de Transporte e Seguro
(d) Base de Cálculo da CFEM: (a) – (b) – (c)
(e) CFEM
(4) Receita Operacional Líquida: (a) – (b) – (e)
(5) Receita não Operacional (valor residual)
(6) Receita Total: (4) + (5)
(7) Custos Operacionais (<i>Operating Expenditure – OPEX</i>) [exclusive (c), (f), e (9)]
(f) Dispendios Não Capitalizados com Pesquisa no Ano
(g) Custo Total: (c) + (7) + (f)
(8) Lucro Antes do Imposto de Renda: (6) – (g)
(I) Fluxo de Caixa Antes do Imposto de Renda: (3) + (8)
(9) Encargos de Capital ou Despesas Não Monetárias (Depreciação + Amortização de intangíveis + Exaustão)
(h) Base de Cálculo da Contribuição Social: (8) – (9)
(i) Contribuição Social
(j) Compensação de Prejuízos de Anos Anteriores
(10) Lucro Tributável para o Imposto de Renda: (h) – (i) – (j)
(11) Imposto de Renda (IR)
(12) Lucro Após o Imposto de Renda: (8) – (i) – (11)
(II) Fluxo de Caixa Após o Imposto de Renda: (3) +(12)

Fonte: Adaptada de SOUZA (1995)

d) Esta última abordagem mostra os efeitos do financiamento no fluxo de caixa. O cálculo considera o valor do financiamento como entrada de recursos de terceiros no fluxo de caixa. Os dois modos de cálculo do lucro após o imposto de renda são evidenciadas na tabela 15.3.f. No primeiro, o lucro após o imposto de renda (12) é obtido pela diferença entre o lucro antes do imposto de renda (8) e o imposto de renda (11). No segundo modo, o cálculo do lucro após o imposto de renda é efetuado a partir do lucro tributável (10); este é calculado do seguinte modo: lucro antes do imposto de renda (8) menos os encargos de capital ou despesas não monetárias (9) mais os juros e encargos financeiros do financiamento (X). Então, o cálculo do lucro após o imposto de renda (12) é efetuado da seguinte maneira: lucro tributável (10) menos o imposto de

renda (11) somado aos encargos de capital (9) menos os juros e encargos financeiros do financiamento (X). Note que na tabela 15.3.f, a amortização do financiamento (W) bem como os juros e encargos financeiros do financiamento (X) estão com sinal negativo.

A título de ilustração, os fluxos de caixa anuais do capital próprio (com recursos de terceiros) foram apresentados até o ano dois. No exercício elaborado por SOUZA (1995), os fluxos de caixa vão até o ano cinco.

Tabela 15.3.f: Fluxos de caixa anuais do capital próprio (com recursos de terceiros)

FC ANUAL DO CAPITAL PRÓPRIO / ANO	0	1	2
(1) - Investimento fixo:	-R\$ 125.000,00	R\$ -	R\$ -
(1.1) Investimento fixo inicial	-R\$ 80.000,00	R\$ -	R\$ -
(1.2) Reposição e Reforma de Equipamentos	-R\$ 10.000,00	R\$ -	R\$ -
(1.3) Direitos Minerários etc.	-R\$ 20.000,00	R\$ -	R\$ -
(1.4) Despesas de "Partida" do Projeto (<i>start up</i>)	-R\$ 15.000,00	R\$ -	R\$ -
(2) Capital de Giro	-R\$ 25.000,00	R\$ -	R\$ -
(3) Investimento Total (1) + (2)	-R\$ 150.000,00	R\$ -	R\$ -
(V) Entrada de Capital de Terceiros	R\$ 100.000,00	R\$ -	R\$ -
(W) Amortização do Financiamento	R\$ -	-R\$ 25.000,00	-R\$ 25.000,00
(X) Juros e Encargos Financeiros do Financiamento	R\$ -	-R\$ 10.000,00	-R\$ 7.500,00
(Y) Fluxo de caixa do Financiamento: (V) + (W) + (X)	R\$ 100.000,00	-R\$ 35.000,00	-R\$ 32.500,00
(Z) Investimento com Recursos Próprios: (3) + (Y)	-R\$ 50.000,00	-R\$ 35.000,00	-R\$ 32.500,00
(4) Receita Operacional Líquida	R\$ -	R\$ 70.000,00	R\$ 70.000,00
(5) Receita Não Operacional	R\$ -	R\$ 10.000,00	R\$ 10.000,00
(6) Receita Total: (4) + (5)	R\$ -	R\$ 80.000,00	R\$ 80.000,00
(7) Custos Operacionais	R\$ -	R\$ 30.000,00	R\$ 30.000,00
(8) Lucro Antes do Imposto de Renda (IR): (6) - (7)	R\$ -	R\$ 50.000,00	R\$ 50.000,00
(I) FC do Capital Próprio antes do IR: (Z) + (8)	-R\$ 50.000,00	R\$ 15.000,00	R\$ 17.500,00
(9) Encargos de Capital: (9.1) + (9.2) + (9.3)	R\$ -	R\$ 30.000,00	R\$ 30.000,00
(9.1) Depreciação	R\$ -	R\$ 17.000,00	R\$ 17.000,00
(9.2) Amortização	R\$ -	R\$ 5.000,00	R\$ 5.000,00
(9.3) Exaustão	R\$ -	R\$ 8.000,00	R\$ 8.000,00
(10) Lucro Tributável: (8) - (9) + (X)	R\$ -	R\$ 10.000,00	R\$ 12.500,00
(11) Imposto de Renda: (alíquota x (10))	R\$ -	R\$ 3.000,00	R\$ 3.750,00
(12) Lucro Após o IR: (8) - (11) ou (10) - (11) + (9) - (X)	R\$ -	R\$ 47.000,00	R\$ 46.250,00
(II) FC do Capital Próprio Após o IR: (I) - (11) ou (12) + (Z)	-R\$ 50.000,00	R\$ 12.000,00	R\$ 13.750,00

Fonte: Elaborada com base em SOUZA (1995)

Após a apresentação de alguns modelos de fluxos de caixa, MACKENZIE e DOGGETT (2000) ilustraram o desenvolvimento de um projeto de ouro no Canadá, cujos dados das reservas geológicas e lavráveis estão contidos na tabela 15.3.g.

Tabela 15.3.g: Determinação das reservas recuperáveis

	Massa (t)	Teor (g/t)	Conteúdo (g)
Reservas geológicas	2.500.000	8,400	21.000.000
Recuperação na Mina: 80 %	2.000.000	8,400	16.800.000
Diluição: 15 %	300.000	-	-
Reservas Recuperáveis	2.300.000	7,304	16.800.000

Fonte: Traduzida de MACKENZIE e DOGGETT (2000)

Para MACKENZIE e DOGGETT (2000), nesse projeto existe apenas uma categoria de reserva de minério. Isso significa que todos os parâmetros de produção, tais como teor, capacidade, e custos unitários de operação, são fixos durante a vida da mina.

Cálculo do teor recuperável

Na tabela 15.3.g observa-se que a recuperação na mina é de 80% das reservas geológicas. Para obter as reservas recuperáveis é considerada a diluição de 15% sobre a recuperação na lavra. Com os dados disponíveis, teor recuperável é obtido assim:

$$\text{Teor recuperável (g/t)} = \text{Conteúdo (g)} / \text{Reservas recuperáveis}$$

$$(16.800.000 / 2.300.000) = 7,304 \text{ g/t}$$

Cálculo do benefício líquido da mina (net smelter return)

O preço previsto do ouro é \$US 300/onça. Sabe-se que a planta de processamento produziria uma barra de ouro impuro (*impure gold bullion*). Uma despesa de \$US 10/onça é estimada para transporte, seguro, refino final e comercialização (*marketing*) da barra (*bullion*). Daí é calculado o retorno para a mina. Então, o retorno da mina é calculado a seguir:

$$[(300 - 10) \div 300] \times (100) = 96,7\%$$

Cálculo da receita anual

De acordo com MCKENZIE e DOGGETT (2000), para um projeto de mineração, as receitas de vendas anuais durante a produção podem ser calculadas ao combinar sete (07) variáveis:

- 1- Escala de produção na mina (*ore capacity*): 230.000 t / ano;
- 2- Teor recuperável: 7,304 g Au / t;
- 3- Recuperação no processamento: 92%;
- 4- Preço previsto da *commodity* (Au): US\$ 300 / oz⁴⁸;
- 5- Taxa de câmbio: US\$ 0,70⁴⁹ / \$Cdn⁵⁰;
- 6- Fator de conversão de teor: 31.1034 g / oz;
- 7- Retorno para a mina (*net smelter return*): 96,7%.

MACKENZIE e DOGGETT (2000) enfatizaram que a receita anual terá as mesmas especificações tal como a receita da mina (*net smelter return* – por exemplo, no local da mina, na fundição (*smelter*), no mercado). Se houver mais de uma *commodity*, cálculos separados têm que ser feitos para cada uma. Então, as contribuições de venda são somadas para determinar a receita anual para o projeto.

Assim, como base nos dados do projeto de ouro a receita anual é calculada:

$$Receita\ anual = 230.000 \times 7,304 \times 0,92 \times \left[\frac{300}{0,70 \times 31,1034} \right] \times (0,967)$$

$$Receita\ anual = \$20.593\ milhões\ (dólares\ canadenses\ constantes\ de\ 2000)$$

⁴⁸ (oz) = (troy ounce); 1 onça (ounce) = 31,1034 g.

⁴⁹ US\$ = dólares dos Estados unidos.

⁵⁰ \$Cdn = dólares do Canadá.

Cálculo do custo operacional anual

De acordo com MACKENZIE e DOGGETT (2000), os custos operacionais são normalmente estimados como custos unitários por tonelada de minério lavrado e processado, considerando a relação estéril/minério, no caso de minas a céu aberto. No caso de minas a céu aberto (*open pit mines*), os custos operacionais unitários da mina por tonelada de material extraído têm que levar em conta uma estimada relação estéril / minério (toneladas de estéril / toneladas de minério). Por exemplo, com os seguintes dados:

Custo operacional da mina = \$0,48/t de material.

Relação estéril/minério = 5,3/1,0.

Assim, o custo operacional unitário da mina é:

$$0,48 \times (6,3) = \$3,02.$$

O custo operacional anual é calculado ao combinar o custo operacional unitário e a capacidade de produção de minério.

Escala de produção (ore capacity) = 230.000 t/ano

Custo operacional unitário = \$ 56/t

$$\text{Custo operacional anual} = 56 \left(\frac{\$}{t} \right) \times (230.000 t) = \$12.880 \text{ milhões}$$

Cálculo da vida útil da mina ou vida produtiva da mina

Com os seguintes dados:

Reservas recuperáveis = 2.300.000 t

Escala de produção = 230.000 t/ano

Determina-se a vida útil da mina:

Vida útil da mina = reservas recuperáveis (t)/escala de produção (t/ano)

Vida útil da mina = 2.300.000 (t)/230.000 (t/ano) = 10,0 anos

Quando a vida útil da mina não é um número inteiro de anos, o último fluxo de caixa representa o ano fracionário.

Custos de capital (CAPEX – Capital Expenditure) – Investimento

Trata-se de um item relevante para o fluxo de caixa, portanto algumas observações são essenciais. Para MACKENZIE e DOGGETT (2000) há três principais tipos de custos de capital:

- Os custos de capital ou investimento de pré-produção;
- O capital de manutenção de reinvestimento (*sustaining capital*); e
- Os custos principais de capital (*major capital expenditure*) durante a produção.

MACKENZIE e DOGGETT (2000) evidenciaram que os custos de capital referem-se aos gastos realizados nos períodos de exploração e desenvolvimento, cujos componentes são: custos de exploração, desenvolvimento da mina, equipamentos da mina, instalações de processamento (beneficiamento), infraestrutura e capital de giro. O capital de giro, apenas exigido quando a mina entra em produção, é admitido ocorrer no último ano de pré-produção. O capital de manutenção de reinvestimento (*sustaining capital*) é aquele requerido para despesas rotineiras tais como a substituição de equipamentos e manutenção da escala de produção no nível existente. Geralmente é

estimado e incluído no fluxo de caixa como uma quantia média anual para cada categoria de reserva. Os custos de maiores investimentos (*major capital expenditures*) podem ser solicitados durante o período de produção. Aqui seriam inseridas provisões para aprofundar um poço (*shaft*), perfurar um novo poço, converter a lavra a céu aberto em subterrânea, preparação de um novo local para disposição de rejeitos, ou uma ou mais expansões da capacidade produtiva.

Os custos de capital são distribuídos uniformemente sobre o período de investimento. Segue um resumo dos itens de custos de capital. Vale salientar que os valores foram apresentados por MACKENZIE e DOGGETT (2000):

- Os custos de capital totalizam **\$32.5 milhões** distribuídos de forma uniforme sobre os dois anos do período de pré-produção, incluindo **\$2,2 milhões** de capital de giro incluídos no segundo ano de pré-produção.
- A exigência de capital de manutenção de reinvestimento (*sustaining capital*) de **\$0,4 milhões** distribuídos ao longo da vida útil da mina.
- Custos de maiores investimentos (*major capital expenditure*) de **\$3,0 milhões** no ano (5) de produção.

Estimativas de final de produção

Nas estimativas finais de produção, ou seja, no encerramento das operações mineiras, MACKENZIE e DOGGETT (2000) argumentaram que ajustes para o fluxo de caixa são necessários, incluindo, por exemplo:

- O fluxo de caixa parcial para o ano final, quando a vida da mina não tem um número inteiro de anos.
- O retorno do capital de giro (*working capital*), o qual foi inicialmente estimado e incluído como parte do custo de capital de pré-produção;
- O valor residual (*salvage value*) da venda de equipamentos e planta usados;
- O custo de recuperação da mina, incluindo montante, tempo de início e duração.

As estimativas de final de produção são:

- No ano (12): retorno de **\$2,2 milhões** de capital de giro; valor residual de **\$1,8 milhões**; esses valores são reduzidos dos **\$0,4 milhões** (capital de manutenção de reinvestimento distribuído ao longo da vida útil do projeto).
- Nos anos (13) e (14) após o encerramento das atividades produtivas da mina: o custo de recuperação de **\$4,0 milhões**.

No final (tabela 15.3.h), com os componentes do fluxo de caixa estimado, obtém-se o valor do fluxo de caixa antes dos tributos, representando o ponto inicial para a avaliação econômica de projetos mineiros.

Fluxo de caixa antes dos tributos = \$37.630 milhões

Tabela 15.3.h: Componentes do fluxo de caixa distribuídos no tempo

Ano	Receita	Custos Operacionais (OPEX)	Custos de Capital (CAPEX)	Custos de Recuperação da mina	Fluxo de Caixa Antes dos Tributos
1			(15.150)		-15.150
2			(17.350)		-17.350
3	20.593	(12.880)	(0.400)		7.313
4	20.593	(12.880)	(0.400)		7.313
5	20.593	(12.880)	(0.400)		7.313
6	20.593	(12.880)	(0.400)		7.313
7	20.593	(12.880)	(3.400)		4.313
8	20.593	(12.880)	(0.400)		7.313
9	20.593	(12.880)	(0.400)		7.313
10	20.593	(12.880)	(0.400)		7.313
11	20.593	(12.880)	(0.400)		7.313
12	20.593	(12.880)	3.600		11.313
13				(2.000)	-2.000
14				(2.000)	-2.000
Total	205.930	(128.800)	(35.500)	(4.000)	37.630

Fonte: Traduzida de MACKENZIE e DOGGETT (2000)

15.4. Inflação

A inflação é definida como a elevação geral e persistente de um conjunto representativo de bens e serviços, causando a perda de valor de uma unidade monetária.

JIMENO e REVUELTA (1997) definiram inflação como a elevação persistente do nível geral de preços de um sistema econômico. É determinada por um índice de preços, que se obtém como a média ponderada dos preços de um conjunto representativo de bens e serviços. A escalada se define como o aumento persistente do preço de um bem concreto, devido, além disso, do efeito da inflação, a outros fatores específicos do bem em questão.

De acordo com SILVA (2009), *“A obtenção de uma base correta para a tomada de decisões requer que se tenha em conta os efeitos inflacionários e de escalada de preços nas análises econômicas de projeto”*.

Como dito anteriormente, a taxa de inflação é calculada através de um índice de preços. No Brasil, há diversos índices de preços, por exemplo:

- IGP – Índice Geral de Preços (pesquisado pela FGV – Fundação Getúlio Vargas).
- IGP- M – Índice Geral de Preços do Mercado (pesquisado pela FGV).
- IPCA-15 – Índice Nacional de Preços ao Consumidor Amplo (pesquisado pelo IBGE⁵¹).
- IPC – Índice de Preços ao Consumidor (pesquisado pela FIPE / USP⁵²).
- IPA – Índice de Preços no Atacado (pesquisado pela FGV).
- INCC – Índice Nacional de Construção Civil (Sinapi⁵³) (calculado pelo IBGE em convênio com a Caixa⁵⁴).

⁵¹ IBGE – Instituto Brasileiro de Geografia e Estatística.

⁵² FIPE / USP – Fundação Instituto de Pesquisas Econômicas.

⁵³ SINAPI – Sistema Nacional de Pesquisa de Custos e Índices da Construção Civil.

De acordo com SILVA (2009), o Índice Deflator ou Índice de Preço (IPC) pode ser determinado mediante aplicação da expressão:

$$IPC = 1 + \frac{IPC_x - IPC_0}{IPC_0}$$

Onde:

IPC_0 = índice de preço do período base.

IPC_x = índice de preço do período x.

⁵⁴ Caixa – Caixa Econômica Federal (CEF).

15.5. Classificação de Alternativas de Investimento

Para compreender o mecanismo de avaliação econômica de empreendimentos de mineração é necessário classificar as alternativas de investimento. Define-se uma alternativa ou oportunidade de investimento como um projeto dotado de um fluxo de caixa próprio.

De acordo com MACKENZIE e DOGGETT (2000), a avaliação econômica de oportunidades de investimento objetiva facilitar a comparação do retorno sobre o investimento e custo de capital. As alternativas de investimento podem variar de nada fazer – deixando intacto o existente fluxo de caixa – a complexos projetos. Portanto, é relevante entender o relacionamento estrutural entre uma alternativa e outras opções de investimento.

As alternativas podem ser classificadas em alternativas independentes, dependentes e mutuamente exclusivas ou excludentes:

a) Alternativas independentes: são assim denominadas, quando uma alternativa com fluxos de caixa próprios – em uma determinada data – não sofre influência da aceitação ou não de outras oportunidades de investimento. MACKENZIE e DOGGETT (2000) citaram como exemplo de alternativas independentes, a delineação de um depósito de ouro na Austrália, enquanto a outra oportunidade é a aquisição de uma mina de chumbo-zinco no Canadá. Assim, essas alternativas podem ser consideradas independentes.

b) Alternativas dependentes: são assim chamadas, quando os fluxos de caixa antecipados de uma alternativa são influenciados pela aceitação ou rejeição de outras oportunidades de investimento. Isso implica haver um tipo de dependência entre as alternativas. Um exemplo do grau de dependência entre oportunidades de investimento é apresentado por MACKENZIE e DOGGETT (2000), quando consideraram o possível compartilhamento das instalações de processamento mineral para o desenvolvimento de duas pequenas minas de ouro localizadas a poucos quilômetros de distância, enquanto

cada projeto individual exigiria uma menor instalação e mais alto custo unitário. Em tais casos a relação de dependência é complementar, porque a aceitação de ambas as alternativas propiciará um ganho nos fluxos de caixa de cada uma, em comparação à seleção de apenas uma alternativa. Os autores advertiram que o ponto principal é que, quando as alternativas são dependentes, elas não podem ser corretamente avaliadas isoladamente.

c) Alternativas mutuamente excludentes ou exclusivas: são assim consideradas, quando a escolha de uma alternativa exclui a aceitação de qualquer uma das demais alternativas. Para MACKENZIE e DOGGETT (2000), dois exemplos típicos de alternativas mutuamente excludentes: a substituição de equipamentos em minas e a otimização de especificações de projeto para o desenvolvimento de novas minas.

15.6. Tamanho do Projeto

A definição do tamanho do projeto envolve vários fatores, por exemplo, aspectos administrativos e gerenciais – planejamento estratégico –, considerações geológicas – reservas geológicas e recuperáveis – e fatores de natureza econômica – receita total do projeto.

Segundo MACKENZIE e DOGGETT (2000), o tamanho de um projeto de mineração é muitas vezes uma consideração relevante em planejamento empresarial e tomada de decisão. Muitas companhias aplicam um limiar de tamanho mínimo aceitável no peneiramento de projetos, vinculado ao potencial impacto sobre o desempenho geral da empresa.

Quando se pensa em receita total gerada por um projeto mineiro, deve-se observar que as *commodities* minerais apresentam características distintas, ou seja, cada uma apresenta especificidades a serem consideradas.

MACKENZIE e DOGGETT (2000) enfatizaram que a receita total de uma mina é simplesmente o somatório das receitas anuais estimadas durante a vida da mina. É uma medida de tamanho de projeto, distinta da lucratividade. O critério da receita total é, além disso, definida pela forma na qual as estimativas de projeto são combinadas. Por exemplo, no caso de um depósito de metal base (*base metal*): se os custos de transporte, fusão e refino forem incluídos como custos operacionais, a receita total representa a venda do metal refinado no mercado final; se os custos de fusão e refino forem incluídos na determinação do valor líquido ou benefício líquido do concentrado (*net smelter return*), a receita total será referente à venda do concentrado quando entregue à fundição (*smelter*); se os custos de transporte, fusão e refino forem considerados na estimativa do valor líquido ou benefício líquido do concentrado (*net smelter return*), a receita total será obtida na venda do concentrado quando produzido no local da mina (*minesite*).

15.7. Objetivos da Avaliação Econômica

Os objetivos de uma análise econômico-financeira de alternativas de investimento devem ser transparentes, para que um estudo de avaliação seja efetuado corretamente, sob pena de gerar prejuízos futuros ou até mesmo inviabilizar projetos que poderiam ser rentáveis.

REVUELTA e JIMENO (2000) salientaram que o objetivo fundamental da análise econômica é estabelecer a viabilidade do projeto, levando em conta o aspecto financeiro, ou seja, comparando as receitas a obter com os gastos associados, determinar se estes excedem àqueles ou reciprocamente. Existem diferentes técnicas ou métodos para a realização da análise econômica, alguns mais utilizados do que outros, porém todos com o seu valor intrínseco.

De acordo com MACKENZIE e DOGGETT (2000), o objetivo de uma avaliação econômica deve ser especificado desde o início. As forças e fraquezas dos vários métodos de análises e critérios de decisão que podem ser adotados dependem do

objetivo do exercício de avaliação. Quatro tipos de objetivos são normalmente encontrados:

1 – Determinar o valor monetário – algumas vezes denominado valor econômico intrínseco – de uma oportunidade de investimento. Isso é geralmente o objetivo, quando uma negociação está em andamento, visando a um acordo com outra empresa ou governo referente a uma propriedade de mineração.

2 – Separar um grupo de alternativas independentes e/ou dependentes em categorias econômicas e não econômicas. Isso é uma tarefa relativamente simples, que cada um dos métodos dos fluxos de caixa descontados executará com resultados idênticos. Infelizmente, as empresas, raramente, ou nunca, têm fundos suficientes para implementar todas as alternativas econômicas disponíveis.

3 – Classificar as alternativas independentes e/ou dependentes, que são percebidas como econômicas em ordem de atratividade relativa – primeira, segunda, terceira e assim por diante, até a oportunidade que está logo acima da margem de investimento. A empresa pode então, no mínimo, teoricamente, selecionar projetos nessa ordem até que seus fundos sejam totalmente empregados.

4 – Selecionar a única melhor oportunidade de investimento, de um conjunto de alternativas mutuamente excludentes. Por exemplo, no desenvolvimento de uma nova descoberta de níquel para produção, qual a mais econômica capacidade a ser instalada – 300.000 toneladas (*tonnes*) por ano, 400.000 toneladas por ano, ou 500.000 toneladas por ano?

O processo de decisão de investimento envolve diversos fatores. Portanto, vale observar que:

“A avaliação econômica de projetos de investimento tem por objetivo fundamental prever um elemento quantitativo muito importante para a

tomada de decisões. A decisão de investir deve ser tomada baseada em uma análise ampla, que compreende os seguintes aspectos:

- *técnico;*
- *econômico;*
- *financeiro;*
- *risco;*
- *intangíveis (fatores não quantificáveis: instabilidade política, regras econômicas claras, opinião pública, meio ambiente entre outros)” (SILVA, 2009).*

15.8. Principais Métodos de Avaliação Econômica

Os métodos ou técnicas de avaliação econômica podem ser classificados em estáticos e dinâmicos:

Os métodos estáticos não levam em conta o valor do dinheiro no tempo, isto é, não consideram o instante da geração de um fluxo de caixa, por isto são menos utilizados. Dentro deste grupo cabe destacar o seguinte método: Período de Recuperação de Investimento (PRI) ou Período de Retorno (PR)

De acordo com JIMENO e REVUELTA (1997), nos métodos estáticos, o momento em que se produz um fluxo de caixa – positivo ou negativo – é irrelevante. Tão-somente leva-se em consideração a quantia dos fluxos de caixa.

Os métodos dinâmicos são de uso generalizado, pois eles levam em conta o valor do dinheiro no tempo, ou seja, o instante da produção dos fluxos de caixa – entradas e saídas – é relevante. Neste grupo são usados, e.g., os seguintes indicadores econômicos: Valor Presente Líquido (VPL) ou Valor Atual Líquido (VAL), Relação do Valor Atual (RVAL), Relação Benefício-Custo (RBC), Valor Anual Equivalente (VAE) / Custo Anual Equivalente (CAE) e Taxa Interna de Retorno (TIR). Estes indicadores baseiam-se nos fluxos de caixa descontados, ou seja, a taxa de desconto ou taxa mínima de atratividade é considerada.

Em relação aos métodos dinâmicos, para TORRIES (1998), o VAL é uma medida de valor ou de um estoque de riqueza, enquanto a TIR é a medida da eficiência do uso do capital ou a taxa de acumulação da riqueza. O VAL e a TIR são usados para indicar viabilidade de projeto, mas eles podem não resultar na mesma classificação de um conjunto de oportunidades de investimentos a menos que a TIR seja corretamente determinada.

De acordo com MACKENZIE e DOGGETT (2000), os valores dos fluxos de caixa estimados em diferentes pontos no tempo – sobre a vida antecipada de uma alternativa – podem ser comparados validamente em uma das duas maneiras:

- Traz cada fluxo de caixa a um ponto comum no tempo.
- Distribui cada fluxo de caixa uniformemente sobre um período de tempo comum.

Com base nas assertivas anteriores, os métodos da Relação do Valor Atual (RVA), Taxa Interna de Retorno (TIR) e Valor Presente Líquido (VPL) são semelhantes, pois consideram um mesmo instante, ao passo que o método do Valor Anual Equivalente (VAE) baseia-se na distribuição uniforme dos fluxos de caixa sobre um período de tempo comum.

MACKENZIE e DOGGETT (2000) ressaltaram que, em relação ao custo de capital, os métodos da relação do valor atual, do valor anual equivalente e do valor presente líquido são similares, visto que levam em conta esse custo aos fluxos de caixa estimados, como a taxa de desconto pré-determinada na avaliação dos respectivos critérios. Os resultados da RVA, VAE e VPL (VAL) para uma alternativa são, portanto, uma função da taxa do custo de capital assumida. Por outro lado, a TIR é determinada unicamente com base na distribuição no tempo dos fluxos de caixa estimados. O resultado da TIR então é comparado com o admitido custo de capital para determinar se o projeto é econômico. Nesse caso, o custo de capital é referido como a uma taxa de retorno mínima aceitável (*hurdle rate*).

Quando se decide investir em um projeto com base nos fluxos de caixa descontados, considera-se o valor do dinheiro no instante atual e não no futuro. Prefere-se receber uma quantia de dinheiro hoje e não no futuro.

“O método do fluxo de caixa descontado está fundamentado na idéia de que o valor de uma empresa está diretamente relacionado aos montantes e às épocas em que os fluxos de caixa operacionais estarão disponíveis para distribuição. Portanto, o valor da empresa é medido pelo montante de recursos financeiros que será gerado no futuro pelo negócio, o qual é trazido a seu valor presente para refletir o tempo e o risco associados à distribuição” (MARTELANC ET AL., 2010).

De acordo com SMITH (2002), os métodos do fluxo de caixa descontado (FCD) são aplicáveis para aquelas propriedades onde as reservas minerais, recuperações e custos podem ser estabelecidos com um razoável grau de confiança, e existe uma produção detalhada e suficiente e, também, dados de custos disponíveis para desenvolver uma precisa projeção de fluxo de caixa ano a ano, incluindo custos de capital, custos operacionais e receitas. Esse nível de dados é geralmente disponível do estágio de pré-viabilidade em diante. Não é prático usar os métodos do fluxo de caixa descontado para projetos onde há dados insuficientes, tal como nas etapas iniciais de exploração onde reservas, recuperações, e custos não são bem conhecidos. A estimativa de dados nesses estágios iniciais é muito subjetiva, e outros métodos de avaliações podem ser mais apropriados.

15.8.1. Período de Retorno (PR)

O Período de Retorno (*Payback time, pay off*) ou Período de Recuperação do Investimento (PRI) é um método estático, pois não leva em consideração o valor do dinheiro no tempo. É definido como o número de anos que permite recuperar o capital investido em um projeto.

Segundo JIMENO e REVUELTA (1997) para o cálculo do PR, somam-se os fluxos de caixa positivos dos diferentes períodos até chegar ao valor que coincida com a quantidade investida.

O Período de Retorno (PR) pode ser calculado através da expressão:

$$PR = \frac{\textit{montante investido inicialmente}}{\textit{fluxos de caixa uniformes anuais}}$$

JIMENO e REVUELTA (1997) ilustraram o cálculo do período de retorno no desenvolvimento de uma pedreira, cujo investimento chega a \$350. O fluxo de caixa anual é estimado em \$100. Logo, o PR é calculado através da expressão:

$$PR = \frac{\textit{montante investido inicialmente}}{\textit{fluxos de caixa uniformes anuais}}$$

$$PR = \frac{350}{100} = 3,5 \textit{ anos}$$

Quando projetos com diferentes períodos de retorno são comparados, o melhor é aquele que tem o período mais curto. Este índice econômico não deve ser utilizado separadamente como determinante em uma análise financeira, mas sim, em conjunto com algum método dinâmico, por exemplo, o valor presente líquido.

De acordo com TORRIES (1998), visto que o PR não considera o fluxo de caixa total ou a distribuição dos fluxos de caixa sobre a vida do projeto ou o valor do dinheiro no tempo, o período de retorno é uma técnica de avaliação inadequada quando usada isoladamente. É mais bem empregada como um critério de peneiramento (*screening criterion*) ou restritivo em conjunto com outra técnica de avaliação, tal como o Valor Presente Líquido (VPL).

Segundo JIMENO e REVUELTA (1997), o critério do PR é muito fácil de aplicar, sendo adequado em situações de incertezas ou de limitações financeiras. No primeiro

caso, compreende-se que quanto menor seja o período de retorno de um projeto, tanto menor será o risco associado e, na segunda situação, muitas empresas não têm capacidade financeira suficiente para superar períodos de retorno elevados em projetos de alto investimento apesar de serem muito rentáveis.

Para projetos mutuamente excludentes, deve-se escolher aquele que apresenta o menor período de recuperação do investimento.

Há algumas desvantagens quando se aplica este método. JIMENO e REVUELTA (1997) apontaram alguns inconvenientes relativos a esse critério:

- Não valora adequadamente a influência do tempo.
- Não considera a vida do projeto nem o que ocorre transcorrido o tempo de reembolso do investimento, e não quantifica apropriadamente a rentabilidade.

Segundo SILVA (2009), “a regra do *Payback* não é confiável porque ignora o valor do dinheiro no tempo e não depende do custo do capital. Nenhuma regra que ignora o conjunto de oportunidades de investimentos alternativas pode ser boa”.

Critérios de Aceitação

Uma alternativa é aceita quando o período de retorno é menor do que um período fixado pela empresa. Assim:

a) $PR < \text{Prazo} - \text{limite fixado pelo investidor} \rightarrow \text{O projeto é atrativo}$

a) $PR > \text{Prazo} - \text{limite fixado pelo investidor} \rightarrow \text{O projeto não é atrativo}$

Silva (2009) observou que “a duração do prazo-limite dependerá de diversos fatores como: do tipo do projeto, o setor em que a empresa opera, da perspectiva de obsolescência etc.”

Critério de Seleção

Quando se analisa alternativas de investimento que atendem ao critério da aceitação, escolhe-se à que apresenta o menor período de retorno.

Comentário final do período de retorno

De acordo com SOUZA (1995), alguns analistas iniciam a contagem do período de retorno desde o início da implantação de um projeto – em se tratando da indústria da mineração, a partir do desenvolvimento da mina –; entretanto, outros contam o período de retorno, quando se inicia a produção. Souza (1995) considerou o segundo procedimento mais adequado e de maior aplicação, principalmente na mineração, pois existe uma dificuldade em mensurar o tempo em que termina a fase da pesquisa mineral – mais precisamente sua última fase, a exploração –, e começa o estágio de desenvolvimento, ou seja, a preparação para a lavra.

Vale ressaltar a dificuldade de definição do prazo-limite utilizado como parâmetro de comparação com o período de retorno.

Desse modo, GENTRY e O'NEIL (1984) advertiram que o estabelecimento desse prazo-limite ou valor máximo aceitável, muitas vezes, é resultado de decisões subjetivas e arbitrárias, e cai no domínio de julgamento administrativo. Portanto, determinações puramente subjetivas são frequentemente insatisfatórias, quando são utilizadas técnicas analíticas para auxiliar na tomada de decisão sobre proposta de investimento.

15.8.2. Valor Presente Líquido (VPL) ou Valor Atual Líquido (VAL)

O Valor Presente Líquido ou Valor Atual Líquido (VAL) é o somatório do valor presente ou valor atual dos fluxos de caixa descontados positivos menos os fluxos de caixa dos investimentos, ambos no tempo presente – isto é, os fluxos de caixa são trazidos ao tempo zero –, descontados a uma taxa prefixada. É um método dinâmico de avaliação econômica, o qual considera o valor do dinheiro no tempo e depende da taxa de juros selecionada.

A taxa de desconto deve ser igual ao Retorno Mínimo Aceitável (RMA). JIMENO e REVUELTA (1997) definiram o retorno mínimo aceitável como a taxa interna de retorno da melhor oportunidade de investimento não iniciada; portanto, o VPL da referida oportunidade é nulo.

TORRIES (1998) definiu o VPL (*Net Present Value* – NPV) como a soma dos valores presentes de todos os fluxos de caixa anuais menos o investimento inicial. Então, a equação do valor presente pode ser expressa da seguinte forma:

$$VPL = \left[\sum_{t=1}^n \frac{FC_t}{(1+i)^t} \right] - I_0$$

Sendo:

FC_t = *fluxo de caixa no ano t.*

I_0 = *investimento inicial.*

i = *taxa de desconto ou taxa mínima de atratividade.*

n = *número total de anos do projeto.*

VPL = soma dos valores atuais das entradas e saídas de caixa do projeto.

Na visão de WELLMER ET AL. (2008), quando se aplica o método do valor presente líquido, os fluxos de caixa líquidos são descontados a uma determinada taxa de juros i e os investimentos (I) são deduzidos da soma dos fluxos de caixa descontados líquidos:

$$VPL = \left[\sum (FC \times q_j^{-n}) \right] - I$$

Os autores citados ressaltaram que o VPL indica ao investidor o valor de um investimento potencial de um depósito não ainda em produção, considerando os seguintes fatores:

- Investimentos (I).
- Os fluxos de caixa líquidos anuais individuais (FC) – fluxo de caixa depois dos tributos e possivelmente juros.
- A data para os fluxos de caixa líquidos determinada pelos fatores de desconto como uma função do ano n , no qual o fluxo de caixa é devido.
- O risco inerente no investimento na taxa de juros escolhida.

Na definição de REVUELTA e JIMENO (2000), o Valor Atual Líquido (VAL) do projeto é a soma dos benefícios menos os custos nos anos 0 a n , ajustados ao presente com uma determinada taxa de desconto i , que ajusta o fluxo de caixa anual ao valor temporal do dinheiro. Assim, o VAL é obtido através da fórmula:

$$VAL = (R_0 - C_0) + \frac{(R_1 - C_1)}{(1+i)^1} + \frac{(R_2 - C_2)}{(1+i)^2} + \frac{(R_3 - C_3)}{(1+i)^3} + \dots + \frac{(R_n - C_n)}{(1+i)^n}$$

Sendo:

$(R_0 - C_0) = I =$ *investimento inicial.*

$R =$ *receitas anuais.*

$C = \text{custos anuais.}$

$n = \text{vida da mina em anos.}$

A fórmula anterior pode ser simplificada do seguinte modo:

$$VAL = -I + \sum \frac{(R_n - C_n)}{(1+i)^n}$$

REVUELTA e JIMENO (2000) ilustraram a determinação do valor atual líquido a um projeto hipotético de mineração segundo os dados da tabela 15.8.2, cujos custos de exploração ocorreram nos anos 0 e 1, os custos de desenvolvimento no 2 e benefícios (receitas) por produção e custos associados nos anos 3 a 6. A taxa de desconto é de 10%. Portanto, o VAL é obtido da seguinte forma:

$$VAL = (-500) + \left(\frac{-1.000}{1,1}\right) + \left[\frac{(-2.000)}{(1,1)^2}\right] + \left[\frac{(500)}{(1,1)^3}\right] + \left[\frac{(1.000)}{(1,1)^4}\right] + \left[\frac{(2.000)}{(1,1)^5}\right] + \left[\frac{(2.000)}{(1,1)^6}\right]$$

$$VAL = -500 - 909 - 1.653 + 376 + 683 + 1.242 + 1.129 = \$368.$$

Tabela 15.8.2: Cálculo do parâmetro econômico (VAL)

Ano	Receitas (\$)	Custos (\$)	Fluxos de caixa (\$)
0	0	500	-500
1	0	1.000	-1.000
2	0	2.000	-2.000
3	1.000	500	500
4	2.000	1.000	1.000
5	4.000	2.000	2.000
6	4.000	2.000	2.000

Fonte: traduzida de REVUELTA e JIMENO (2000)

Considerações sobre o valor presente líquido e critérios de aceitação

Segundo MACKENZIE e DOGGETT (2000), o valor presente líquido representa o valor máximo que poderia ser pago para adquirir o projeto sem sofrer uma perda

econômica ou, analisando do ponto de vista do proprietário, o valor mínimo que o projeto deveria ser vendido. Quando as alternativas estão sendo avaliadas internamente na empresa, o Valor Presente Líquido (VPL) representa o retorno antecipado do investimento acima do retorno mínimo exigido. Ao usar esse método, a alternativa com o máximo valor presente líquido é preferida.

Um VAL positivo mostra que o investimento em um projeto é atrativo, quando comparado a outras oportunidades de investimento, porque o valor da empresa resulta maior. Logo, o critério de aceitação do indicador econômico pode ser resumido da seguinte forma:

a) $VAL > 0 \rightarrow$ *O projeto é atrativo*

c) $VAL = 0 \rightarrow$ *O projeto é indiferente*

b) $VAL < 0 \rightarrow$ *O projeto não é atrativo*

Os critérios de aceitação permitem separar as alternativas independentes de acordo com o resultado do VPL, isto é, rejeita as oportunidades com resultados negativos e aceita aquelas com VAL positivo. Isto pode ser aplicado a empresas que dispõem de recursos ilimitados, ou seja, têm capacidade para implantar todas as oportunidades de investimento.

No caso de recursos financeiros limitados, MACKENZIE e DOGGETT (2000) salientaram que torna necessário classificar as alternativas em ordem de atratividade econômica. O método do VPL pode ser usado para classificar propostas se as alternativas independentes tiverem as mesmas exigências de investimento. O VPL pode ser aplicado para selecionar a melhor de um conjunto de alternativas mutuamente excludentes, se elas tiverem as mesmas exigências de investimento ou, de outro modo, se a empresa não tiver limitações de financiamentos (*funding constraints*) e se outras oportunidades de investimento econômico não estiverem disponíveis. Assim, um maior

VPL resultante de um maior investimento não indica necessariamente uma oportunidade mais rentável.

Fluxos de caixa anuais iguais

Quando os fluxos de caixa anuais são iguais, o cálculo do valor presente líquido pode também ser feito da seguinte maneira:

$$\sum = FC \times \left[\frac{1}{(1+i)} + \frac{1}{(1+i)^2} + \frac{1}{(1+i)^3} + \dots + \frac{1}{(1+i)^n} \right]$$

Onde:

$FC =$ fluxo de caixa.

Deve-se observar que os termos entre colchetes são o somatório de uma série geométrica.

Com base em WELLMER ET AL. (2008), os termos são representados por:

$$b_n = \frac{q^n - 1}{q^n \times (q - 1)}$$

onde:

$q = 1 + i$, ou seja,

$$\sum = FC_j \times b_n$$

O fator b_n é denominado fator de valor presente da anuidade (*annuity present value factor*) ou fator de valor presente discreto uniforme (*discrete uniform present worth factor*), ou ainda fator de valor presente de séries (*series present worth factor*).

Assim, o Valor Presente Líquido (VPL) pode ser calculado:

$$VPL = FC \times b_n - I$$

15.8.3. Relação do Valor Presente (RVP)

É obtido pela razão entre o Valor Presente Líquido (VPL) ou Valor Atual Líquido (VAL) e o valor atual absoluto das saídas (custos de capital), descontados a uma mesma taxa. É também chamado de Razão do Valor Atual Líquido (RVAL), relação do valor atual líquido ou relação do valor atual. Este indicador está vinculado à taxa mínima de atratividade, portanto quanto maior a taxa de desconto, menor o RVAL e reciprocamente.

De acordo com MACKENZIE e DOGGETT (2000), o método da Relação do Valor Presente (RVP) mede o Valor Presente Líquido (VPL) por unidade de investimento, sendo determinado pela divisão entre o valor presente líquido para um projeto pelo valor absoluto dos fluxos de caixa descontados negativos ou, em outras palavras, pelo investimento ajustado ao tempo.

$$RVP = VPL / \sum_{t=0}^p FC_t / (1 + i)^t$$

Onde:

p = período de pré – produção do investimento.

Para FERREIRA e ANDRADE (2004), a relação do valor atual é expressa pela relação entre o Valor Presente Líquido (VPL) ou Valor Atual Líquido (VAL) e o valor atual absoluto dos investimentos de uma alternativa no período de pré-produção, isto é:

$$RVAL = \frac{VAL}{VA_t}$$

JIMENO e REVUELTA (1997) afirmaram que, muitas vezes, o método da Relação do Valor Atual (RVA) é utilizado como indicador de rentabilidade de um investimento.

Critério de aceitação

MACKENZIE e DOGGETT (2000) concluíram que a relação do valor presente avalia a rentabilidade de um projeto, independente de considerações de tamanho. Uma vez que o custo de capital tem sido aplicado no ajuste dos fluxos de caixa no tempo, a condição de equilíbrio (*breakeven condition*) para investimento é uma relação de zero. A relação do valor presente auxilia na classificação e seleção de projetos, nas condições de limitações para o critério do Valor Presente Líquido (VPL). Usando esse método, a alternativa com a mais alta RVP é preferida.

A condição de aceitação do RVP é a seguinte:

$$RVP \text{ ou } RVAL > 0$$

15.8.4. Relação Benefício / Custo (RBC)

É um método definido pela razão entre o valor presente dos benefícios futuros e o valor presente dos custos de capital. É um método dinâmico de avaliação, pois emprega a taxa de desconto no cálculo.

“O método da relação Benefício-Custo Descontado (RBCD), também designado Relação Benefício-Custo, consiste na relação entre o VA_E – valor atual das entradas líquidas (benefícios) e o VA_I – valor atual dos investimentos (custos), na fase pré-operacional, ou seja:

$$RBCD = \frac{VA_E}{VA_I}$$

A RBCD mede, portanto, a relação entre o retorno e o investimento, a uma determinada taxa de desconto; ou seja, a RBCD avalia, em termos de valor atual, qual a entrada de caixa para cada u.m.⁵⁵ investida.” (FERREIRA; ANDRADE, 2004).

De acordo com GENTRY e O’NEIL (1984), a Relação Benefício/Custo (RBC), muitas vezes referida como o Índice de Rentabilidade (IR), é geralmente definida como a relação entre a soma do valor presente dos benefícios futuros e a soma do valor presente dos investimentos presentes e futuros e outros custos. A relação é expressa a seguir:

$$\text{Relação Benefício/Custo (RBC)} = \frac{\sum \text{Valor presente das entradas líquidas de caixa}}{\sum \text{Valor presente das saídas líquidas de caixa}}$$

Critério de aceitação de propostas de investimento

a) RBCD \geq 1,0 → A proposta de investimento deve ser aceita

b) RBCD $<$ 1,0 → A proposta de investimento deve ser rejeitada

MACKENZIE e DOGGETT (2002) enfatizaram que a análise benefício/custo é um método apropriado para avaliar projetos públicos. A Relação Benefício-Custo (RBC), usada para fornecer uma justificação mínima aceitável para projetos sociais, é análoga ao critério da Relação do Valor Presente (RVP). Contudo, visto que o RBC é definido como o valor presente dos benefícios dividido pelo valor presente dos custos, o critério básico de aceitabilidade é um $RBC \geq 1,0$.

Segundo GENTRY e O’NEIL (1984), para efetuar o cálculo da relação benefício/custo (RBC), uma taxa de juros deve ser especificada antes da determinação do valor presente. Se o cálculo resultar em um IR ou $RBC \geq 1,0$, a proposta de investimento deve ser aceita; se não, deve ser rejeitada. Isso significa que o projeto deve ser aceito se apresentar um $VPL \geq 0$. Na verdade, a única diferença entre o cálculo do Valor Presente

⁵⁵ (u.m.) = unidade monetária.

Líquido (VPL) e o cálculo da Relação Benefício/Custo (RBC) é que o VPL é a diferença entre o valor presente de entradas e saídas, enquanto o RBC é a relação entre os dois. Para um determinado projeto, o VPL e a RBC fornecerão a mesma decisão de aceitação/rejeição, supondo que o cálculo seja realizado com a mesma taxa de juros. No entanto, caso a escolha deva ser feita entre duas propostas de investimento, esses métodos podem fornecer classificações inconsistentes de projeto.

15.8.5. Valor Anual Equivalente / Custo Anual Equivalente

É um método dinâmico de avaliação econômica, empregado para mensurar a aceitação ou rejeição de uma dada oportunidade de investimento. Portanto, em seu cálculo é necessário utilizar uma taxa de desconto ou taxa de juros. É considerada uma técnica padrão aplicada em alternativas mutuamente excludentes, ou seja, na comparação e seleção entre alternativas de substituição de equipamentos, na definição da escala de produção ótima – com várias opções disponíveis –, entre outras aplicações. Dependendo da aplicação, o método pode também ser denominado de Custo anual Equivalente (CAE),

Conforme MACKENZIE e DOGGET (2000), para aplicar o método do Valor Anual Equivalente (VAE), todos os fluxos de caixa estimados são convertidos em uma série de iguais valores anuais durante um especificado período de tempo, geralmente a vida da alternativa. Os componentes do valor anual igual são então somados para dar o VAE. O método do VAE expressa todos os fluxos de caixa sobre uma base anualizada. Isso se molda ao padrão normal no mundo dos negócios, onde os planos e os orçamentos são formulados a cada ano. E o mais importante, o método ajusta automaticamente para diferenças na vida de alternativas sendo comparadas, sendo um aspecto útil quando os custos estão sendo comparados.

Na determinação do valor anual equivalente, após o cálculo do VAL de um dado projeto, o VAE pode ser obtido mediante a seguinte expressão:

$$VAE = VAL \times [FRC(i, n)]$$

sendo,

$FRC(i,n)$: fator de recuperação de capital; (n) é a vida útil de um projeto; (i) a taxa de desconto. O $FRC(i,n)$ é obtido em tabelas de cálculos financeiros.

O fator de recuperação de capital pode ser representado também das seguintes maneiras:

$[FRC(i,n)]$ ou $(FRC)_n^i$

Cr terios de aceita o do valor anual equivalente

Segundo MACKENZIE e DOGGETT (2000), ao usar esse m todo, a alternativa com o m ximo Retorno Anual Equivalente (RAE) ou o m nimo Custo Anual Equivalente (CAE)   preferida.

Para o valor anual equivalente os cr terios b sicos de aceita o s o:

a) $VAE > 0 \rightarrow$ *O projeto   aceito*

b) $VAE < 0 \rightarrow$ *O projeto   rejeitado*

Caso as alternativas sejam comparadas, escolhe-se a que apresentar o maior VAE.

Para MACKENZIE e DOGGETT (2000), o valor anual equivalente pode ser ou um retorno positivo (retorno anual equivalente) ou um custo negativo (custo anual equivalente), dependendo das caracter sticas do fluxo de caixa das alternativas sendo comparadas.

Ent o, quando se refere ao Custo Anual Equivalente (CAE), o c lculo   realizado atrav s da equa o:

$CAE = \text{Custo anual de opera o e manuten o} + \text{capital gasto} \times (FRC, i, n)$

“O custo anual equivalente é feito reduzindo-se o fluxo de caixa de cada proposta a uma série uniforme equivalente, com o uso da taxa mínima de atratividade. Os valores obtidos são então confrontados, permitindo uma decisão entre alternativas” (SILVA, 2009).

15.8.6. Taxa Interna de Retorno (TIR)

É o valor da taxa de desconto que anula o valor presente líquido de um projeto. A taxa interna de retorno (*Internal Rate of Return – IRR*) é também conhecida como taxa de retorno (*Rate of Return – ROR*). A TIR é a taxa que permite recuperar os recursos investidos no final da vida de uma alternativa de investimento.

Para MACKENZIE e DOGGETT (2000), a taxa de retorno é considerada como a taxa de desconto que iguala o valor presente dos fluxos de caixa positivos de produção com o valor presente dos custos de capital de pré-produção.

Portanto, a TIR pode ser calculada através da seguinte expressão:

$$\sum_{t=0}^n \frac{FC_t}{(1+r)^t} = 0$$

Sendo:

r = taxa de retorno.

REVUELTA e JIMENO (2000) definiram a taxa interna de retorno como o valor da taxa de desconto que anula os fluxos de caixa acumulados atualizados no final da vida do projeto, o que se traduz em resolver a seguinte equação:

$$VAL = 0 = (R_0 - C_0) + \frac{(R_1 - C_1)}{(1 + TIR)^1} + \frac{(R_2 - C_2)}{(1 + TIR)^2} + \frac{(R_3 - C_3)}{(1 + TIR)^3} + \dots + \frac{(R_n - C_n)}{(1 + TIR)^n}$$

MACKENZIE e DOGGETT (2000) assinalaram que, em termos econômicos, a taxa de retorno é o retorno percentual médio anual previsto, gerado por um projeto ao longo de sua vida. Ao contrário do valor presente líquido e relação do valor presente, a taxa de retorno é determinada somente em função da distribuição no tempo dos fluxos de caixa estimados. Usando esse critério, a condição de equilíbrio (*breakeven condition*) para o investimento econômico é a taxa de retorno igual ao custo do capital.

Conforme JIMENO e REVUELTA (1997), assim como no método do VAL, a TIR leva em conta o fator tempo. No polinômio do qual se deduz a taxa interna de retorno, os fluxos monetários têm menos valor quando mais distantes se encontram no tempo. Ao contrário do que ocorre do que ocorre quando se aplica o método do VAL, a taxa de desconto não está predeterminada. Nesse sentido, o método da TIR é superior ao do VAL, visto que não se coloca a necessidade de escolher previamente uma taxa de desconto, com os problemas relativos a essa escolha. No entanto, a TIR não tem valor para a empresa se ela não for comparada a algum tipo de juros, de modo que, em qualquer caso, termina sendo o Retorno Mínimo Aceitável (RMA) ou a taxa mínima de atratividade.

Ao contrário do Valor Atual Líquido (VAL), o método da Taxa Interna de Retorno (TIR) permite mensurar a eficiência do uso do capital. Ademais, a taxa interna de retorno classifica os projetos de mineração de acordo com suas respectivas rentabilidades, sem considerar a magnitude dos projetos. Portanto, quando vários projetos com uma mesma taxa de desconto são analisados, aquele que apresentar a maior taxa interna de retorno será o preferido, dentre as outras oportunidades de investimento.

Critérios de aceitação da taxa interna de retorno

Para MACKENZIE e DOGGETT (2000), com fulcro nesse método, o projeto com a maior taxa de retorno é preferido; portanto, a condição mínima aceitável para o investimento é a taxa de retorno maior do que o custo de capital.

REVUELTA e JIMENO (2000) enfatizaram que a regra de decisão é a aceitação de projetos que tenham uma Taxa Interna de Retorno (TIR) superior a um mínimo, definido como taxa de retorno mínima aceitável, cujo valor é, em geral, o valor da taxa de desconto.

Assim, o projeto será aceito quando a TIR for superior à taxa de desconto (taxa mínima de atratividade), ou seja:

a) $TIR > i \rightarrow$ O projeto é atrativo

b) $TIR < i \rightarrow$ O projeto não é atrativo

c) $VAL > 0 \rightarrow TIR > i$

d) $VAL < 0 \rightarrow TIR < i$

Determinação da Taxa Interna de Retorno (TIR)

De acordo com MACKENZIE e DOGGETT (2000), quando o investimento é distribuído por um período de pré-produção e os fluxos de caixa variam, a determinação da taxa interna exige resolver uma expressão polinomial de grau (n) para o valor presente líquido:

$$FC_0 + \frac{FC_1}{(1+r)^1} + \frac{FC_2}{(1+r)^2} + \dots + \frac{FC_n}{(1+r)^n} = 0$$

Isso pode ser feito mais prontamente por tentativa e erro. Uma taxa de desconto experimental para a iteração inicial pode ser extrapolada:

- Do fluxo de caixa total não descontado para o projeto.
- Do valor presente líquido avaliado a uma taxa de custo de capital específica.

- Da forma exponencial da função do valor presente (para as distribuições do fluxo de caixa convencional).

Desse modo, para a obtenção da taxa interna de retorno (figura 15.8.6), deve-se observar o seguinte:

“A determinação da taxa de retorno, no caso mais geral, envolve encontrar-se a raiz de uma equação de grau superior a dois. Por esse motivo é que a determinação da taxa interna de retorno é trabalhosa. Na prática esta determinação é feita graficamente – ou seja, fazendo-se o gráfico como indicado abaixo – ou por aproximações sucessivas – isto é, determina-se um intervalo de taxas que contenha um valor atual líquido positivo e outro negativo e fazem-se aproximações sucessivas para se determinar a taxa interna de retorno com certa aproximação.” (SILVA, 2009).

Ao analisar a figura 15.8.6, se a taxa escolhida produzir um valor atual líquido positivo representado por VA_1 , o valor da taxa (i_1) está baixo, portanto uma taxa superior deve ser escolhida na próxima tentativa. Por outro lado, um valor atual líquido negativo representado por VA_2 mostra uma taxa (i_2) muito alta, portanto uma taxa menor deve ser selecionada na próxima tentativa e, assim, sucessivamente.

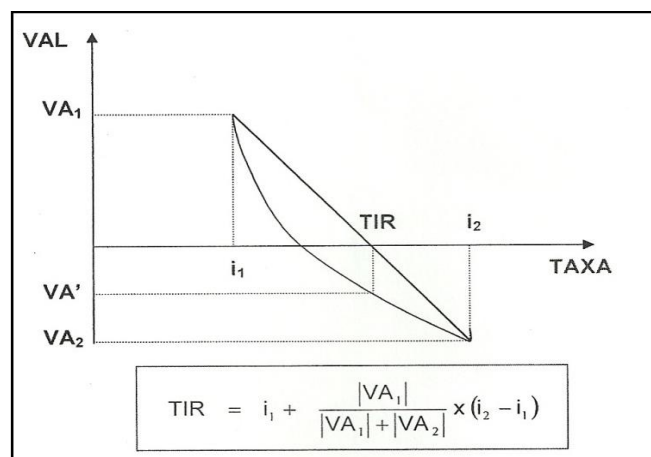


Figura 15.8.6: Cálculo da Taxa Interna de Retorno (TIR)

Fonte: SILVA (2009)

Segundo MACKENZIE e DOGGETT (2000), esse procedimento assume uma distribuição convencional no tempo (*conventional time distribution*) de fluxos de caixa negativos seguidos por fluxos de caixa positivos. Visto que o fator de valor presente é uma função exponencial negativa, subindo ou baixando a taxa de desconto sob essas circunstâncias sempre tem o maior impacto sobre os fluxos de caixa descontados positivos.

Ainda em relação à taxa interna de retorno, JIMENO e REVUELTA (1997) observaram que há situações específicas para a determinação da TIR, às quais se resumem em:

- Não existe TIR. Ocorre quando o diagrama de fluxos de caixa é sempre positivo – quando se avalia uma operação em andamento –, ou no caso do diagrama de fluxos de caixa sempre negativo, como ocorre na situação de equipamentos de mineração alternativos comparados com seus custos característicos. Se não houver mudança de sinal no diagrama de fluxos de caixa, não pode existir um valor da TIR que iguale o valor atual dos fluxos de caixa positivos e negativos. Nessas situações, o recomendável é escolher outros indicadores econômicos.
- Valores múltiplos da TIR. Isso ocorre quando o diagrama de fluxos de caixa apresenta sucessivamente uma soma de gastos ou saídas, outra de entradas ou receitas e, finalmente, outra de desembolsos ou saídas. Teoricamente, há tantas soluções para tantas mudanças de sinal no referido diagrama. Nesse caso, o significado ambíguo da TIR direciona para a escolha de outros indicadores econômicos, por exemplo, o VAL ou VPL.

16. Árvore de Decisão Aplicada a Projetos de Mineração

É um conceito empregado em planejamento de exploração, visto que apresenta as diversas alternativas de execução de uma campanha exploratória. A escolha da melhor rota pode ser facilmente visualizada graficamente, com as probabilidades de ocorrência de cada alternativa, incluindo as considerações de risco. A árvore de decisão pode ser usada também para ajustar os parâmetros de expansão de projetos ao risco – por exemplo, investimento, teor do minério e recuperação no processamento –, com suas respectivas probabilidades de ocorrência.

Na perspectiva de RUDENNO (2009), a árvore de decisão é usada para avaliar as decisões que o gerenciamento pode executar, e o potencial impacto que elas podem ter.

De acordo com MACKENZIE e DOGGETT (2000), em um programa exploratório, quando se decide perfurar, os resultados são probabilísticos – uma alta probabilidade de um furo seco, uma pequena chance de descobrir uma ocorrência mineral, uma chance muito pequena de descobrir um depósito econômico.

Assim, uma campanha exploratória exige um planejamento apropriado das etapas que compõem os trabalhos de desenvolvimento de um depósito mineral. A árvore de decisão auxilia no monitoramento e controle das atividades exploratórias – consideradas de alto risco –, permitindo ações mais eficazes, com menores possibilidades de erros e problemas.

Segundo MACKENZIE e DOGGETT (2000), uma árvore de decisão (*decision tree*) é uma rede que leva em consideração todas as possíveis alternativas, que são abertas ao tempo presente, seguidas por todas as alternativas que se tornam possíveis, quando o primeiro conjunto é completado. Logo, a árvore de decisão descreve vários possíveis cursos ou combinações de alternativas, uma das quais será seguida do tempo presente através de um ponto terminal, representando a possível solução do programa de exploração.

A configuração de uma árvore de decisão hipotética geralmente inicia-se à esquerda e, move-se para a direita, à medida que o tempo passa. Há dois tipos de nós: nós de decisão e nós de chance, também com a representação dos pontos terminais (figura 16).

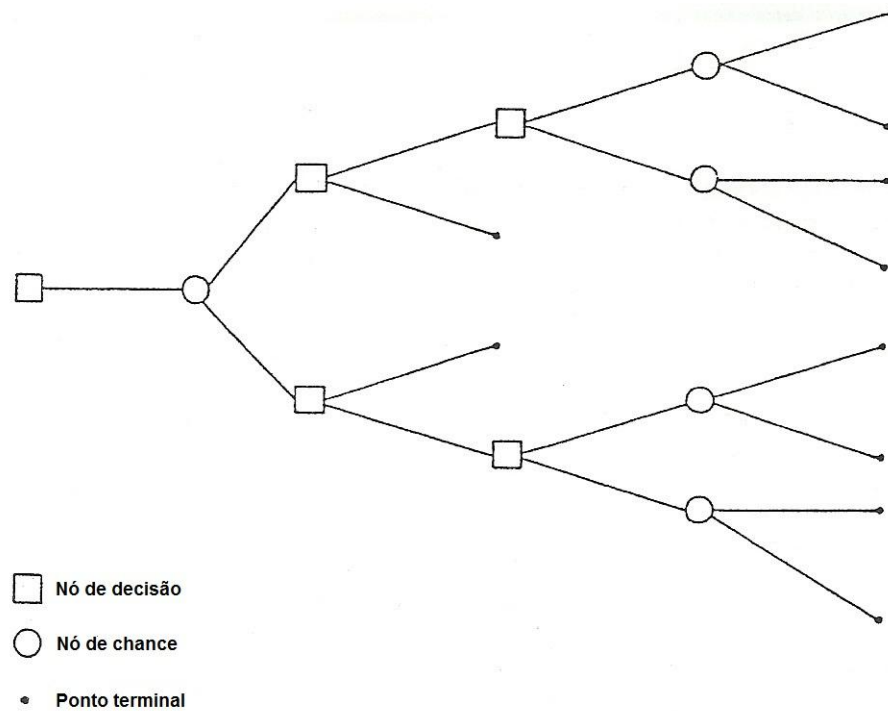


Figura 16: Árvore de decisão hipotética
Fonte: MACKENZIE e DOGGETT (2000)

Para MACKENZIE e DOGGETT (2000), a árvore de decisão constitui-se em uma útil ferramenta de projeto. Também, com sua aplicação é possível fazer estimativas, por exemplo:

- Os custos associados a cada atividade alternativa: os custos podem ser estimados, isto porque, cada atividade representa a aplicação de uma especial técnica geológica, geoquímica e geofísica, em um determinado estágio em um programa exploratório. O conhecimento – dos custos unitários de exploração, e as características do ambiente de exploração interessado –, fornece alicerce para essas estimativas de custos.

- O retorno associado a cada solução possível: é baseado em uma classe estimada de massas de depósitos e teores, os quais podem ser descobertos.
- A probabilidade ao acaso escolherá qualquer alternativa particular dos ramos alternativos disponíveis em cada nó de chance: a principal dificuldade em adaptar árvores de decisão a problemas de exploração é a estimativa de probabilidades. O geólogo de exploração usando informações atuais disponíveis, experiência e julgamento, tem de atribuir probabilidades de ocorrência a cada um desses eventos.

MACKENZIE e DOGGETT (2000) ressaltaram que a partir das estimativas realizadas, é possível avaliar o valor esperado e as características dos riscos de possíveis cursos através da árvore de decisão. Dessa forma, a aplicação de árvores de decisão pode auxiliar os seguintes tipos de decisões de planejamento de exploração:

- Se ou não iniciar um programa de exploração específico.
- Decidir quanto investimento é economicamente justificado no estágio inicial de exploração.
- Decidir sobre o programa de exploração mais econômico a fixar em termos de número de estágios de exploração, técnicas a usar, e a quantidade de informações a reunir.

17. Análise de Sensibilidade

Visa identificar os parâmetros de entrada que geram uma maior variação no retorno do projeto. As variáveis de entrada são também chamadas de variáveis críticas ou estratégicas.

Segundo GENTRY e O'NEIL (1992), o termo análise de sensibilidade, simplesmente, descreve o processo de determinar a sensibilidade dos resultados do projeto à mudança em qualquer variável de entrada. Por exemplo, quão sensível é o VPL do projeto (ou TIR etc.) a alterações na reserva geológica.

Ainda que as estimativas para os componentes dos fluxos de caixa futuros de um projeto sejam consistentes, a fim de proporcionar uma tomada de decisão mais segura, em função das variáveis estratégicas ou críticas – consideradas aleatórias –, receitas, custos operacionais, preços etc., utiliza-se a análise de sensibilidade para avaliar o comportamento, por exemplo, do valor atual líquido, quando ocorre mudança em uma variável crítica, supondo que as demais permanecem inalteradas.

JIMENO e REVUELTA (1997) acrescentaram que a análise de sensibilidade é usada para investigar a influência de uma variação no valor de um ou mais parâmetros ou variáveis (investimentos, custos de operação, receitas, vida etc.), sobre os distintos índices que medem a rentabilidade do projeto (VAL, TIR etc.). Essas análises permitem também identificar aquelas variáveis que têm um maior impacto no resultado, frente a diferentes graus de erro em sua estimação, auxiliando a decidir sobre a conveniência de realizar estudos mais profundos dessas variáveis críticas, a fim de melhorar as estimativas, reduzir o grau de risco por erro ou buscar outra estratégia de atuação.

A análise de sensibilidade – dependendo do número de variáveis críticas que sofrem mudanças ao mesmo tempo –, classifica-se em unidimensional ou multidimensional.

Para JIMENO e REVUELTA (1997), na análise unidimensional, geralmente a mais aplicada, apenas uma variável se modifica, mantendo-se as demais constantes; enquanto

na análise multidimensional, são verificados os efeitos sobre um critério econômico, quando duas ou mais variáveis significativas modificam-se simultaneamente. Normalmente, na realização de análises de sensibilidade unidimensionais, cada uma das variáveis consideradas importantes é alterada arbitrariamente, por exemplo -20 %, -10 %, +10 % e +20 %, e analisa-se a variação ocorrida em um indicador econômico empregado.

Para uma melhor compreensão da análise de sensibilidade, é apresentado um exemplo elaborado por RUDENNO (2009), com a projeção do fluxo de caixa antes dos tributos para 4 anos, cujo preço de aquisição é de \$50 milhões conforme dados da tabela 17.1.

Tabela 17.1. Projeção de fluxos de caixa antes dos tributos

Fluxos de caixa Taxa de desconto (10%)	Ano 1	Ano 2	Ano 3	Ano 4
Receita (\$ milhões)	50,00	52,00	54,10	56,20
Custos de lavra (\$ milhões)	10,00	10,40	10,80	11,20
Custos de processamento (\$ milhões)	24,50	25,50	26,50	27,50
Receita operacional antes dos tributos (\$ milhões)	15,50	16,10	16,80	17,50
Fluxos de caixa descontados	14,09	13,31	12,62	11,95
Valor presente líquido (VPL)	\$ 1,97			

Fonte: Traduzida e modificada de RUDENNO (2009)

Considerado a taxa de desconto de 10%, o VAL ou VPL pode ser calculado das seguintes formas:

$$1) VPL_{10\%} = ?$$

Usando a equação para o cálculo do Valor Presente Líquido (VPL):

$$VPL = \left[\sum (FC \times q_j^{-n}) \right] - I$$

$$= 15,50(FVA, 10,1) + 16,10(FVA, 10,2) + 16,80(FVA, 10,3) + 17,50 - 50,00$$

$$= 15,50(0,9091) + 16,10(0,8264) + 16,80(0,7513) + 17,50(0,6830) - 50,00$$

$$VPL_{10\%} = \$ 1,97 \text{ milhões}$$

$$2) VPL_{10\%} = ?$$

Ao empregar a seguinte expressão, obtém-se o valor presente líquido:

$$VPL = \left[\sum FC \times \left[\frac{1}{(1+i)} + \frac{1}{(1+i)^2} + \frac{1}{(1+i)^3} + \dots + \frac{1}{(1+i)^n} \right] \right] - I$$

$$= \frac{15,50}{(1+0,10)} + \frac{16,10}{(1+0,10)^2} + \frac{16,8}{(1+0,10)^3} + \frac{17,5}{(1+0,10)^4} - 50,00$$

$$VPL_{10\%} = \$ 1,97 \text{ milhões}$$

O VPL positivo de \$1,97 milhões significa que os ganhos do projeto remuneraram o investimento feito a 10% ao ano e, também, permite aumentar o valor da empresa daquele valor; ou ainda, que seria possível gastar mais \$1,97 milhões como investimento no início do primeiro período e, mesmo assim, os ganhos auferidos remunerariam a empresa em 10%.

Para os dados do caso base (tabela 17.1), ao aplicar várias taxas de desconto, foram obtidos valores para o VPL, conforme a tabela 17.2. A taxa interna de retorno – para o valor presente líquido igual a zero – foi calculada por interpolação, sendo igual a 11,7 %, ficando acima da taxa de desconto de 10%. Desse modo, pelo critério de aceitação, o projeto seria recomendado, pois a Taxa Interna de Retorno (TIR) foi maior do que a taxa de desconto.

Tabela 17.2. Taxas de desconto e VPL's

Taxa	VPL
2,0	12,67
4,0	9,68
6,0	6,92
8,0	4,35
10,0	1,97
11,7	0,00
12,0	-0,25
14,0	-2,31
16,0	-4,24
18,0	-6,05
20,0	-7,74

Fonte: Elaborada com base em RUDENNO (2009)

A partir dos dados da tabela 17.2, foi traçado um gráfico VPL x Taxa de desconto (figura 17.1).



Figura 17.1: Projeto de mineração hipotético – VPL

Fonte: Modificada de RUDENNO (2009)

De acordo com RUDENNO (2009), na teoria, deve-se estar disposto a pagar até \$51,9 milhões (\$ 50 milhões + \$ 1,9 milhões) para o fluxo de caixa positivo do projeto. No entanto, a projeção do fluxo de caixa é feita com base em um elevado número de

suposições, a maior delas sendo a receita esperada, custos de lavra e processamento. Embora as melhores estimativas possam ter sido feitas desses valores futuros, há sempre um risco que essas suposições possam provar estar incorretas. Assim, a análise de sensibilidade é amplamente usada para enfatizar quão sensível é o VPL ou VAL à mudança em uma suposição.

No exemplo em análise, cada parâmetro é mudado um de cada vez, enquanto os outros fatores são mantidos constantes. Cada uma das variáveis críticas – receitas, custos de lavra e custos de beneficiamento – têm sido alteradas +10%, +20 %, -10% e -20%, gerando doze (12) distintos VPL's.

1) Considere as seguintes alterações da receita:

- (+20%) → VPL= \$35,46 milhões.
- (+10%) → VPL= \$18,09 milhões.
- (-20%) → VPL= \$-31,52 milhões.
- (-10%) → VPL= \$-14,78 milhões.

2) Considere as seguintes alterações nos custos de lavra:

- (+20%) → VPL= \$-4,72 milhões.
- (+10%) → VPL= \$-1,37 milhões.
- (-20%) → VPL= \$8,66 milhões.
- (-10%) → VPL= \$5,32 milhões.

5) Considere as alterações nos custos de processamento ou beneficiamento:

- (+20%) → VPL= \$-14,44 milhões.
- (+10%) → VPL= \$-6,23 milhões.
- (-20%) → VPL= \$18,38 milhões.
- (-10%) → VPL= \$10,17 milhões.

Com as alterações ocorridas nas variáveis – receitas, custos de lavra e custos de processamento – e mudanças nos resultados do valor presente líquido, o gráfico 17.2 foi gerado – conhecido como diagrama de sensibilidade (*spider diagram*). Verifica-se que, quanto maior a inclinação da reta maior a sensibilidade da variável crítica ou estratégica. E, notadamente, as receitas apresentam impactos mais significativos no critério econômico analisado (VPL ou VAL), uma vez que depende das vendas e dos preços da *commodity* mineral. Depois das receitas, os custos de processamento causaram um maior impacto no valor presente líquido do que os custos de lavra.

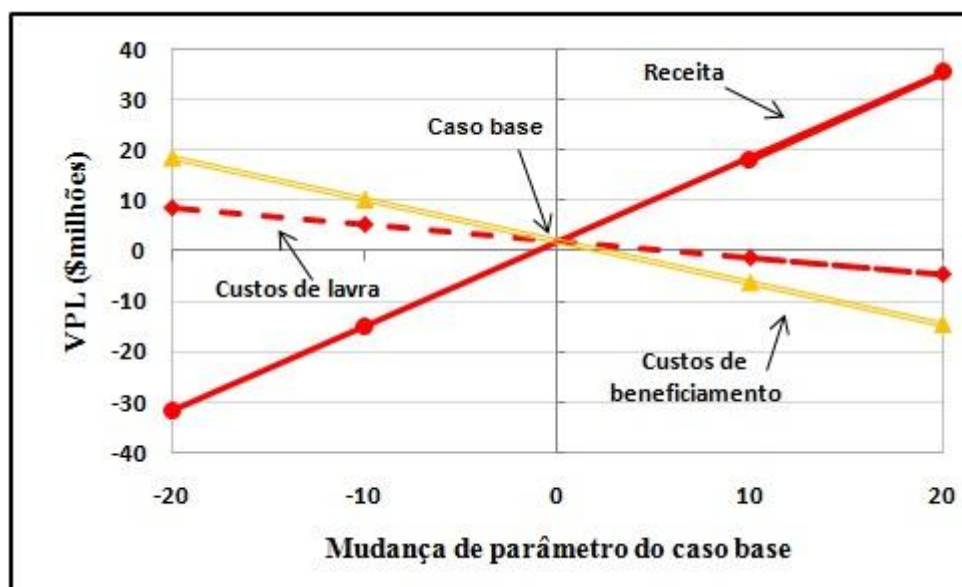


Figura 17.2. Parâmetro de sensibilidade de um projeto de mineração hipotético

Fonte: Modificada de RUDENNO (2009)

18. Análise de Risco

Objetiva avaliar o risco inerente aos resultados econômicos de um projeto de investimento de capital – modificações no retorno do capital –, considerando a possibilidade de mudanças nas variáveis críticas ou estratégicas de um empreendimento de mineração.

Para JIMENO e REVUELTA (1997), o risco pode ser definido como uma medida do grau de variabilidade dos ingressos e gastos futuros. Qualquer método de análise econômica deve, portanto, considerar o risco do investimento.

MACKENZIE e DOGGETT (2000) lembraram que as decisões de investimento de projetos de mineração são tomadas em condições de incertezas. As estimativas do caso base em um único ponto – valor pontual – para um projeto são feitas com base em informações limitadas.

Assim, TORRIES (1998) salientou que a análise de sensibilidade contribui para a compreensão dos efeitos das incertezas, mas não dá um valor do projeto ajustado para as incertezas percebidas. No entanto, um dos grandes valores da análise de sensibilidade é identificar aqueles fatores que mais acentuadamente afetam a economia do projeto, permitindo aos avaliadores reunir dados adicionais de uma forma mais eficiente.

Por consequência, MACKENZIE e DOGGETT (2000) observaram que a análise probabilística de risco deve ser aplicada para transformar as incertezas percebidas para o projeto em uma distribuição de probabilidade dos possíveis resultados para cada um dos critérios econômicos.

Desse modo, a fim de proporcionar uma visão mais nítida da análise de risco, MACKENZIE e DOGGETT (2000) ressaltaram que é útil pensar em risco como uma distribuição de probabilidades dos possíveis valores em torno do valor do caso base. O conceito é ilustrado usando as distribuições de probabilidade a seguir. A distribuição mais achatada indica mais risco ou, em outras palavras, uma maior chance dos valores

reais se afastarem mais do valor do caso base. A distribuição de maior pico indica menos risco, ou seja, uma classe mais restrita de valores para os resultados reais.

A figura 18 esclarece essa condição:

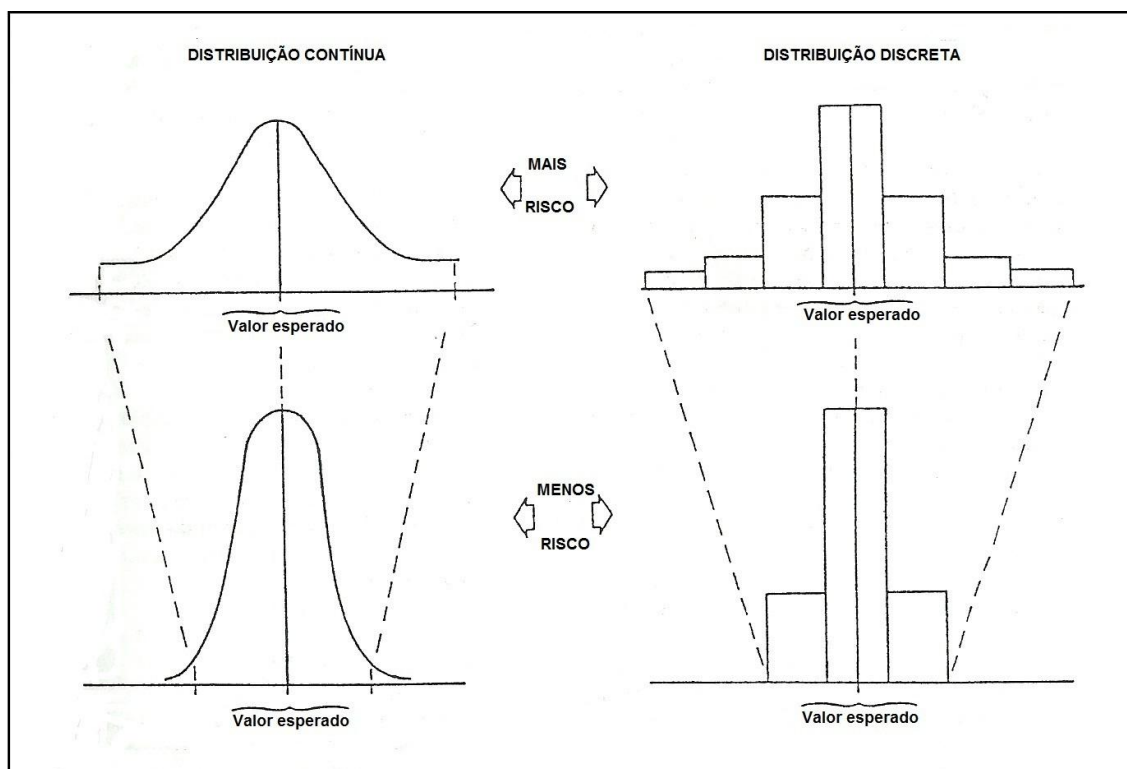


Figura 18: O risco como uma distribuição de probabilidade

Fonte: Traduzida de MACKENZIE e DOGGETT (2000)

Como os projetos de investimento de capital – mormente a mineração – são suscetíveis a riscos, JIMENO e REVUELTA (1997) propuseram duas medidas para diminuir os riscos associados a projetos mineiros:

- Uma estimativa mais precisa dos parâmetros intervenientes na economia do projeto e a identificação dos que proporcionam maior incerteza.
- A elaboração de um sistema de gestão que permita estabelecer a estratégia de atuação diante de distintos acontecimentos e cenários.

Na avaliação de projetos, as empresas de mineração devem considerar os aspectos qualitativos para a redução de incertezas. Para GENTRY e O'NEIL (1984), os fatores qualitativos são, por exemplo, estratégia competitiva, recursos humanos disponíveis, metas sociais da empresa, e uma miríade de outros fatores não quantitativos a serem considerados em uma importante decisão de investimento de capital. Certamente, um bom senso em qualquer decisão de investimento é inestimável; contudo, não se pode prescindir, sempre que possível, da quantificação de risco de um projeto para a redução de incertezas.

18.1. Fontes de Riscos e Incertezas

Em projetos mineiros há variáveis que proporcionam riscos e incertezas. Assim, na análise de risco é conveniente entender o significado de risco e incerteza, uma vez que os termos são usados indistintamente.

Para dirimir esta dúvida, GENTRY e O'NEIL (1984) ressaltaram que decisões sob incerteza indicam que as probabilidades de vários resultados são desconhecidas; por outro lado, decisões sob risco ocorrem quando tais probabilidades podem ser estimadas. As fontes de riscos podem ser, por exemplo: riscos políticos (desapropriação), risco geológico (continuidade do minério, mineralogia), riscos hidrológicos (inundação de mina) e riscos tecnológicos (falhas de equipamento e sistema).

No que concerne às fontes de incertezas, estas podem estar ligadas, por exemplo, ao teor do minério, reservas minerais, preços das *commodities*, receitas, custos operacionais etc.

Feitas essas considerações, JIMENO e REVUELTA (1997) observaram que o primeiro passo na análise de risco de um projeto mineiro de investimento consiste em identificar as fontes de incerteza, ou seja, aquelas que realmente intervêm como variáveis aleatórias. De acordo com sua origem, é possível subdividi-las em três grupos: vinculadas ao jazimento, vinculadas a operações mineiras, vinculadas ao mercado e contexto exterior. Os dois primeiros grupos são associados a fontes internas de incerteza, e o terceiro como uma fonte externa.

Dessa forma, com alicerce em JIMENO e REVUELTA (1997), as referidas variáveis aleatórias são resumidas a seguir:

Variáveis vinculadas ao jazimento

Entre as variáveis aleatórias ligadas à jazida, encontram-se:

- Os recursos totais e as reservas explotáveis.
- Os teores e as características mineralógicas: são fundamentais para a valoração das receitas estimadas, com reflexo na produção e qualidade do bem processado.
- A configuração espacial e a variabilidade da jazida: influenciam no método de lavra.
- As características geomecânicas e hidrogeológicas das rochas encaixantes e minério.

Variáveis vinculadas às operações mineiras

Entre as variáveis ligadas às operações mineiras, pode-se citar, por exemplo:

- O prazo de maturação dos projetos mineiros.
- A rigidez mais acentuada dos projetos mineiros do que outras atividades industriais.
- O risco tecnológico.

Variáveis relacionadas ao mercado e contexto exterior

Dentre as variáveis externas, que conferem incertezas a projetos de mineração, estão, por exemplo:

- O preço dos bens minerais.
- A política fiscal de um país.

- Os efeitos inflacionários.
- Os fatores políticos.

18.2. Ajustes para Riscos

Na avaliação econômica de projetos, alguns métodos são aplicados para ajuste dos resultados e parâmetros aos riscos: ajuste de riscos para o período de retorno, taxa de desconto ajustada ao risco, ajuste de parâmetros de entrada – variáveis estratégicas – e análise de sensibilidade.

Ajuste de risco para o período de retorno

Neste método, deve-se reduzir o período de retorno para projetos que apresentam maior risco.

No entanto, GENTRY e O'NEIL (1992) enfatizaram que, além das deficiências do período de pagamento como critério de investimento de capital, a técnica encontra problemas aqui. O período de retorno não mede o risco diretamente; na verdade, é uma medida de rentabilidade bastante insatisfatória. O risco nos anos iniciais de um projeto – quando entradas de caixa são mais importantes – não é afetado pelo período de retorno; o risco é considerado somente ao não considerar os fluxos de caixa depois do período de retorno. Ao ajustar o período de retorno máximo aceitável, o risco pode ser resolvido mais cedo, porém não será diminuído.

Na compensação para o risco do período de retorno, o critério subjetivo está presente em relação à definição do prazo-limite. É uma questão controversa, uma vez que pode levar o investidor a rejeitar alternativas de investimento que poderiam ser rentáveis.

A fim de ilustrar o ajuste de risco para o período de retorno, vale registrar o seguinte comentário. Assim, de acordo com GENTRY e O'NEIL (1984), pode-se concordar que o período de retorno máximo aceitável para uma grande mina, em uma parte politicamente turbulenta do mundo, deve ser menor do que para um investimento

semelhante nos Estados Unidos. A questão é, certamente, “*quanto menos?*” para a qual não há resposta válida e objetiva. Decisões subjetivas são requeridas e considerável arbitrariedade pode insinuar-se na decisão. O tomador de decisão pode agir simplesmente da forma que lhe apraz, ao atribuir prazos-limite ou prazos máximos aceitáveis de retorno proibitivos para todas as outras oportunidades de investimento. Como informação suplementar, o período de retorno é útil no estudo de incerteza em um projeto de investimento. O período de retorno ajustado ao risco, contudo, é um método básico insignificante para representar o risco em projetos de capital.

Taxa de desconto ajustada ao risco

É prática adotar taxas de retorno mais altas para projetos com maior risco em relação às alternativas de investimento consideradas mais seguras.

Assim, para REVUELTA e JIMENO (2000), com o aumento da taxa de desconto, o risco assimila-se a um maior valor da taxa de desconto, com a conseqüente redução do valor presente líquido, que pode até se tornar negativo, desaconselhando, portanto, o investimento.

GENTRY e O’NEIL (1984) destacaram que uma empresa pode, por exemplo, estabelecer três classes de projetos de capital e taxas de retorno vinculadas:

- a) **Classe 1:** Substituição de equipamentos em uma operação em andamento. O mercado é conhecido, a tecnologia é provada, de modo que o risco é razoavelmente baixo. Talvez uma taxa de desconto de 10% seja aceitável nesse caso.
- b) **Classe 2:** Expansão da mina atual ou instalações da planta. Muitos problemas técnicos já foram resolvidos, mas pode haver uma questão inerente à comercialização. A produção adicional pode ser vendida a preços de pré-expansão? O risco adicionado pode indicar que uma taxa de desconto mais alta seja, por exemplo, da ordem de 15%.

- c) **Classe 3:** A abertura de um novo projeto, a entrada em um novo mercado etc. Aqui as fontes de incerteza são muitas, justificando, talvez, 20% como uma taxa de retorno mínima aceitável em tais projetos.

GENTRY e O'NEIL (1992) evidenciaram que as grandezas das taxas de desconto usadas nos exemplos antecedentes não são importantes; somente o conceito de taxas de desconto ajustadas ao risco está sendo demonstrado. A maior desvantagem desse método é a subjetividade, ou seja, o estabelecimento dos valores limites da taxa de retorno. Não existe, de uma maneira objetiva, um método para atribuir taxas de retorno aceitáveis ajustadas ao risco para projetos individuais, de modo que a inconsistência é inevitável. Todavia, o método é fácil de usar, e não é provável que desapareça em breve período de tempo.

Parâmetros de entrada ajustados ao risco

Para o ajuste de risco de variáveis de entrada de um projeto de investimento de capital, uma posição moderada deve ser adotada sob pena de rejeitar potenciais projetos. Aqui também, a subjetividade está presente.

SOUZA (1995) esclareceu que, para compensar o risco, valores conservadores são usados, ou seja, valores mais baixos para o preço de uma *commodity* mineral e para o teor médio; por outro lado, valores mais altos são atribuídos para o investimento e custos operacionais.

Para GENTRY e O'NEIL (1992), quando se considera a ampla incerteza encontrada na avaliação de novos empreendimentos de mineração de cobre, executivos da indústria muitas vezes compensam esse risco usando preços muito baixos para o cobre. Da mesma forma, valores conservadores para outros parâmetros de entrada, tais como custos de lavra, teor do minério etc., podem filtrar quase todos os melhores projetos durante o estágio de avaliação. Certamente, ao ser excessivamente conservador, todos os projetos podem ser rejeitados, e isso é um perigo real com parâmetros de entrada

ajustados ao risco. Quando mais de uma variável é ajustada, o conservadorismo composto pode facilmente rejeitar quase todo projeto.

Segundo REVUELTA e JIMENO (2000), ao ajustar os valores dos fluxos de caixa com um desconto para a incerteza, todas as receitas e despesas podem ser reajustadas, de acordo com um determinado percentual, para os novos valores que carregam consigo, geralmente, uma diminuição dos fluxos de caixa anuais; reduzindo, portanto, o valor presente líquido.

Análise de sensibilidade

REVUELTA e JIMENO (2000) registraram que o método é, possivelmente, o mais usado e consiste em definir faixas de variação para as diferentes variáveis envolvidas (investimentos, custos operacionais, receitas, vida do projeto etc.) sobre os distintos índices que medem a rentabilidade do projeto (VPL, TIR etc.). Desse modo, obtém-se uma gama de possíveis resultados finais (otimista, pessimista etc.) que permitirão uma análise econômica mais minuciosa.

18.3. Critério Econômico do Risco

É oportuno reiterar que os empreendimentos mineiros são, invariavelmente, considerados de alto risco, portanto devem ser analisados minuciosamente, em função da possibilidade de perda econômica, uma vez que, em geral, valores expressivos de recursos são canalizados para a delimitação e desenvolvimento do projeto, visando à sua transformação em uma unidade produtiva. Daí a importância do critério econômico do risco, pois a análise dos resultados é feita com fulcro em uma distribuição de probabilidade.

Desse modo, MACKENZIE e DOGGETT (2000) ressaltaram que, ao usar essa abordagem, os atributos econômicos de um projeto são representados por perfis probabilísticos dos resultados em torno dos valores do caso base, incluindo ambos o potencial de risco positivo e o negativo. Visto que as empresas de mineração e os

tomadores de decisão tendem a ser avessos ao risco, eles estão especialmente preocupados com o lado negativo, ou seja, se os resultados forem ruins, há possibilidades que venham a piorar. Em consequência, os dois tipos de critérios econômicos do risco são de interesse especial:

- **Limite Inferior de Confiança:** Esse valor é determinado de modo que haja um razoável grau de certeza de alcançar um resultado de valor igual ou superior. Por exemplo, o limite inferior de 90% do valor presente líquido ou relação do valor presente pode ser derivado das respectivas distribuições de probabilidade dos resultados.
- **Probabilidade de Perda Econômica:** A probabilidade de perda econômica é definida como a probabilidade de falha de um projeto em termos econômicos, gerando um resultado mais baixo do que a condição mínima aceitável exigida para justificar o investimento. Por exemplo, a probabilidade de um resultado negativo do valor presente líquido ou, em outras palavras, a probabilidade de a taxa de retorno ficar abaixo do custo de capital. Essas medidas tratam diretamente da questão fundamental relacionada à resposta que deve ser dada pela gerência, a cada decisão de investimento tomada, isto é, à luz do que se sabe sobre o projeto, ou se pensa que há uma razoável chance que o retorno do investimento seja, no mínimo, igual ao custo de capital.

18.4. Análise de Risco para Empreendimentos de Mineração

A análise de risco exerce uma importante função na avaliação econômica de alternativas de investimento, ao fornecer dados mais consistentes aos tomadores de decisão, mormente, quando se trata de projetos mineiros específicos, por exemplo: projetos cujos resultados estão na vizinhança do limite econômico de rentabilidade; projetos nos quais a possibilidade de perda é acentuada; projetos que apresentam alto risco no seu desenvolvimento.

Dessa maneira, para MACKENZIE e DOGGETT (2000) e SOUZA (1995), existem quatro tipos de projetos de mineração para os quais a análise de risco é necessária:

- 1) ***Projetos marginais:*** Segundo MACKENZIE e DOGGETT (2000), nos projetos marginais os valores do caso base estão perto da margem econômica. Logo, a probabilidade de perda econômica é significativa, e os projetos podem ser proibitivos. SOUZA (1995) acrescentou que os projetos marginais são aqueles que, a cada avaliação sucessiva, geram uma taxa interna de retorno próxima da taxa mínima de atratividade ou um valor atual líquido perto de zero. Isso significa que as incertezas associadas aos valores assumidos pelas variáveis estratégicas são o suficiente para que os projetos apresentem um resultado econômico negativo.
- 2) ***Projetos com incertezas incomuns:*** Para MACKENZIE e DOGGETT (2000), os valores do caso base são satisfatórios, mas a incerteza de uma ou mais variáveis de entrada é alta o bastante, de modo que existe uma significativa probabilidade de perda econômica. SOUZA (1995) ressaltou que, comumente, os projetos mineiros caracterizam-se por apresentar incertezas em níveis acima dos normais relativamente às reservas, aos teores e aos preços das *commodities* minerais.
- 3) ***Otimização de especificações de projetos:*** SOUZA (1995) afirmou que são projetos cujo risco associado representa um fator considerável na seleção de especificações ótimas de parâmetros tais como capacidade instalada, teor de corte etc.
- 4) ***Projetos de exploração:*** MACKENZIE e DOGGETT (2000) esclareceram que a exploração mineral compreende investimento em informação. A finalidade desse investimento é reduzir o risco através da descoberta e delimitação de depósitos econômicos. Com base na assertiva prévia, SOUZA (1995) ressaltou que nessa etapa da avaliação, os estudos disponíveis são incipientes, contando apenas com estimativas aproximadas sobre os trabalhos exploratórios.

Comentários finais sobre análise de risco

Um aspecto essencial em análise de risco é a aplicação de análise de probabilidade através do conceito de variáveis aleatórias, permitindo a quantificação do risco, uma vez que os métodos de ajuste dos resultados aos riscos não permitem uma mensuração adequada e significativa do risco inerente a um projeto mineiro. Assim, com o objetivo de estimar o risco, o uso de computadores tem auxiliado, sobretudo, na geração de distribuições de probabilidade para as variáveis de entrada ou variáveis estratégicas, ao propiciar o uso de técnicas de análise de risco, e.g., a simulação de Monte Carlo.

Nesse sentido, GENTRY e O'NEIL (1992) advertiram que em projetos de mineração de capital intensivo, onde os investimentos superiores a \$100 milhões são comuns, o tratamento de incerteza com um dos métodos arbitrários ou com análise de sensibilidade pode ser insatisfatório. Mais dados quantitativos pertinentes às fontes e a magnitude do risco pode ser desenvolvida e, com somas tão significativas em jogo, uma análise adicional é certamente justificada. Em vez de usar fatores arbitrários e subjetivos para compensar o risco, uma tentativa deve ser feita para identificar fontes específicas e estimar a magnitude desse risco. Ao quantificar o risco dessa forma, é possível estimar a chance de alcançar um determinado nível de rentabilidade com um específico projeto. Então, a gerência tem muito mais informação à sua disposição, de modo que uma avaliação inteligente pode ser feita entre risco e lucros esperados.

19. Considerações Finais

O objetivo deste trabalho foi de detalhar como determinar a escala de produção, estimativas de custos operacionais (*Operating Expenditure – OPEX*), estimativas de investimentos necessários (*Capital Expenditure – CAPEX*), capital de giro (*working capital*), incentivos fiscais e taxações que incidem no projeto, dotando aqueles que se dedicam aos estudos de viabilidade econômica de projetos de mineração de um melhor conhecimento e importância dessas variáveis na tomada de decisão.

É evidente que não se pode negligenciar o ambiente de incertezas que circunda a indústria mineral, portanto a pesquisa também ressalta a necessidade da análise de sensibilidade e risco no processo de investir ou não em um dado projeto, bem como seus impactos nos indicadores econômicos de um projeto de mineração.

Desse modo, a análise de sensibilidade constitui-se em uma ferramenta útil na análise de projetos, visto que permite indicar os parâmetros que mais impactam economicamente um empreendimento de mineração, sobretudo o preço das *commodities* minerais. Além do preço, outros parâmetros devem ser também considerados, por exemplo, os teores do minério, reservas e custos operacionais e custos de capital, com mudanças nos valores do caso base (-10%, -20%, +10% e +20%). Os resultados econômicos são mostrados em um diagrama de sensibilidade.

Com base nos resultados da análise de sensibilidade, utiliza-se a análise de risco através de algumas técnicas disponíveis, às quais permitem quantificar – com base em análises probabilísticas –, os riscos inerentes a projetos de investimento de capital. A simulação de Monte Carlo é um exemplo de uma técnica de análise de risco, cujos resultados são apresentados em intervalos através de distribuições de probabilidade, fornecendo informações mais confiáveis acerca de uma alternativa de investimento.

20. Bibliografia

ANDRADE, Maria M. de. **Introdução à Metodologia do Trabalho Científico**. 7 ed. 2 reimp. São Paulo: Editora Atlas S.A., 2006. 174 p.

ANNELS, Alwyn E. **Mineral Deposit Evaluation: A Practical Approach**. London: Chapman & Hall, 1991. 436 p.

ATLAS COPCO. Disponível em: <<http://www.atlascopco.com>>. Acesso em: 14/04/2011.

BASTOS, Celso R. **Curso de Direito Financeiro e Tributário**. 5 ed. São Paulo: Editora Saraiva, 1997. 267 p.

BERMÚDEZ, Pilar García; JIMENO, Carlos López. **Estimación de los Costes de Capital y Operación**. In: JIMENO, Carlos López (Editor). Manual de Áridos: Prospección, explotación y Aplicaciones. Madrid: Entorno Gráfico, S.L., 1994. Cap. 26, p. 545-562.

BRANDÃO, Paulo R. G.; CANÇADO, Raul Z. L.; SANTOS, Luana D.; VASCONCELOS, Olívia R. **Caracterização Mineralógica e Tecnológica**. In: VALADÃO, George E. S.; ARAUJO, Armando C. de. (Organizadores). Introdução ao Tratamento de Minérios. Belo Horizonte: Editora UFMG, 2007. Cap. 3, p. 27-60.

BRASIL. **Ato Complementar nº 36, de 13/03/1967**. Disponível em: <<http://www.planalto.gov.br>>. Acesso em 09/05/2011.

BRASIL. **Código de Mineração. Decreto-Lei nº 227, de 28/02/1967**. Disponível em: <<http://www.dnpm.gov.br>>. Acesso em 14/05/2011.

BRASIL. **Código Tributário Nacional. Lei nº 5.172, de 25/10/1966**. Disponível em: <<http://www.receita.fazenda.gov.br>>. Acesso em 15/05/2011.

BRASIL. Constituição da República Federativa do Brasil de 1988. Disponível em: <<http://www.senado.gov.br>>. Acesso em: 10/04/2011.

BRASIL. Decreto nº 1, de 11/01/1991. Regulamenta o pagamento da compensação financeira instituída pela Lei nº 7.990, de 28 de dezembro de 1989, e dá outras providências. Disponível em: <<HTTP://www.dnrm.gov.br>>. Acesso em: 04/03/2011.

BRASIL. Decreto nº 6.306, de 14/12/2007. Regulamenta o Imposto sobre Operações de Crédito, Câmbio e Seguro ou relativas a Títulos ou Valores Mobiliários – IOF. Disponível em: <<http://www.planalto.gov.br>>. Acesso em 09/05/2011.

BRASIL. Decreto nº 6.339, de 14/12/2007. Altera as alíquotas do Imposto sobre Operações de Crédito, Câmbio e Seguro, ou relativas a Títulos ou Valores Mobiliários – IOF. Disponível em: <<http://www.planalto.gov.br>>. Acesso em 09/05/2011.

BRASIL. Instrução Normativa SRF nº 93/2001. Disponível em: <<http://receita.fazenda.gov.br>>. Acesso em: 25/10/2011.

BRASIL. Instrução Normativa nº 6, de 09/06/2000. Disponível em: <<HTTP://www.dnrm.gov.br>>. Acesso em: 10/11/2011.

BRASIL. Lei Complementar nº 7, de 07/09/1970. Institui o Programa de Integração Social, e dá outras providências. Disponível em: <http://www.portaltributario.com.br>>. Acesso em: 25/10/2011.

BRASIL. Lei Complementar nº 8, de 03/12/1970. Institui o Programa de Formação do Patrimônio do Servidor Público, e dá outras providências. Disponível em: <http://www.portaltributario.com.br>>. Acesso em 25/10/2011.

BRASIL. Lei Complementar nº 70, de 30/12/1991. Institui contribuição para financiamento da Seguridade Social, eleva a alíquota da contribuição social sobre o

lucro das instituições financeiras e dá outras providências. Disponível em: <<http://www.planalto.gov.br>>. Acesso em 20/08/2011.

BRASIL. Lei nº 6.404/76. Dispõe sobre as Sociedades por Ações. Disponível em: <http://www.portaldecontabilidade.com.br/legislacao/lei6404_1976.htm>. Acesso em: 08/04/2011.

BRASIL. Lei nº 7.713/88. Altera a legislação do imposto de renda e dá outras providências. Disponível em: <<http://www.planalto.gov.br>>. Acesso em 10/08/2011.

BRASIL. Lei nº 7.689/88. Institui contribuição social sobre o lucro das pessoas jurídicas e dá outras providências. Disponível em: <<http://www.planalto.gov.br>>. Acesso em 05/09/2011.

BRASIL. Lei nº 7.766/89. Dispõe sobre o ouro, ativo financeiro, e sobre o seu tratamento tributário. Disponível em: <<http://www.planalto.gov.br>>. Acesso em: 09/05/2011.

BRASIL. Lei nº 7.990/89. Institui para os Estados, Distrito Federal e Municípios, compensação financeira pelo resultado da exploração de petróleo ou gás natural, de recursos hídricos para fins de geração de energia elétrica, de recursos minerais em seus respectivos territórios, plataformas continental, mar territorial ou zona econômica exclusiva, e dá outras providências. (Art. 21, XIX da CF). Disponível em: <<http://www.dnmp.gov.br>>. Acesso em: 04/03/2011.

BRASIL. Lei nº 8.001/90. Define os percentuais da distribuição da compensação financeira de que trata a Lei nº 7.990, de 28 de dezembro de 1989, e dá outras providências. Disponível em: <<http://www.dnmp.gov.br>>. Acesso em: 04/03/2011.

BRASIL. Lei nº 8.876/94. Autoriza o Poder Executivo a instituir como Autarquia o Departamento Nacional de Produção Mineral – DNPM, e dá outras providências. Disponível em: <<http://www.dnmp.gov.br>>. Acesso em: 23/03/2011.

BRASIL. Lei nº 9.249/95. Altera a legislação do imposto de renda das pessoas jurídicas, bem como da contribuição social sobre o lucro líquido, e dá outras providências.

BRASIL. Lei nº 9.718/98. Altera a Legislação Tributária Federal. Disponível em: <<http://www.fazenda.gov.br>>. Acesso em 09/05/2011.

BRASIL. Lei nº 10.637/2002. Dispõe sobre a não-cumulatividade na cobrança da contribuição para os Programas de Integração Social (PIS) e de Formação do Patrimônio do Servidor Público (Pasep), nos casos que especifica; sobre o pagamento e o parcelamento de débitos tributários federais, a compensação de créditos fiscais, a declaração de inaptidão de inscrição de pessoas jurídicas, a legislação aduaneira, e dá outras providências. Disponível em: <<http://www.planalto.gov.br>>. Acesso em: 12/05/2011.

BRASIL. Lei nº 10.833/2003. Altera a Legislação Tributária Federal e dá outras providências. Disponível em: <<http://www.receita.fazenda.gov.br>>. Acesso em: 06/05/2011.

BRASIL. Lei nº 11.638/2007. Altera e revoga dispositivos da Lei nº 6.404, de 15 de dezembro de 1976, e da Lei nº 6.385, de 7 de dezembro de 1976, e estende às sociedades de grande porte disposições relativas à elaboração e divulgação de demonstrações financeiras. Disponível em: <[HTTP://www.presidencia.gov.br](http://www.presidencia.gov.br)>. Acesso em 25/11/2011.

BRASIL. IRPJ – Roteiro de Procedimentos. Roteiro – Federal – 2011/3809. Disponível em: <<http://www.fiscosoft.com.br>>. Acesso em: 25/10/2011.

BRAZ, Eliezer (Consultor). Cenário Evolutivo da Situação Tributária da Mineração no Brasil e Análise Comparativa com Países Mineradores Selecionados. Disponível em: <<http://www.mme.gov.br/sgm>>. Acesso em: 19/03/2011.

BUARQUE, Cristovam. **Avaliação Econômica de Projetos: Uma Apresentação Didática**. Rio de Janeiro: Editora Campus, 1984. 266 p.

CIM DEFINITION STANDARDS – For Mineral Resources and Mineral Reserves. Disponível em: <<http://www.cim.org>>. Acesso em: 12/01/2011.

CIMINELLI, Virginia S. T. **Processos Hidrometalúrgicos – Notas de aula – Introdução ao Processamento Aquoso**. Belo Horizonte: Departamento de Engenharia Metalúrgica e de Materiais – Universidade Federal de Minas Gerais – Instituto Nacional de Ciência e Tecnologia (Acqua), 2009. Cap. 2, 17 p.

COMITÊ DE PRONUNCIAMENTOS CONTÁBEIS. **Pronunciamentos**. Disponível em: <<http://www.cpc.org.br>>. Acesso em 26/11/2011.

CURI, Adilson. **Apostila de Projeto de Mineração / Planejamento de Lavra**. Ouro Preto: Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, 2009. 102 p.

DNPM. www.dnpm.gov.br. Acesso em: 12/04/2010.

EVANS, Anthony M. **Ore Geology and Industrial Minerals: An Introduction**. 3 ed. Oxford: Blackwell Publishing, 1993, 389 p.

FABRETTI, Láudio C. **Código Tributário Nacional: Comentado**. 6 ed. São Paulo: Editora Atlas S.A., 2005. 318 p.

FERREIRA, Gilson E.; ANDRADE, José G. **Elaboração e Avaliação Econômica de Projetos de Mineração**. In: LUZ, Adão B. da; SAMPAIO, João A.; ALMEIDA, Salvador L. M. de. (Editores). Tratamento de Minérios. 4 ed. rev. Rio de Janeiro: CETEM – MCT, 2004. Cap. 20, p. 817-852.

FERREIRA, Gilson E.; PEREIRA, Luana dos S. **Mercados de Agregados no Brasil**. In: ALMEIDA, Salvador L. M. de; LUZ, Adão B. da. (Editores). Manual de Agregados para a Construção Civil. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2009. Cap. 1, p. 3-29.

GENTRY, Donald W.; HREBAR, Matthew J. **Economics of the Mineral Industry**. In: FUERSTENAU, Maurice C.; HAN, Kenneth N. (Editors). Principles of Mineral Processing. Littleton (CO): SME – Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2003. Cap. 14, p. 517-560.

GENTRY, Donald W.; O'NEIL, Thomas J. **Investment Analysis**. In: HARTMAN, Howard L. (Editor). SME Mining Engineering Handbook. 2 ed. Littleton (CO): SME – Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 1992. 1 v. Cap. 6.5, p. 452-469.

GENTRY, Donald W.; O'NEIL, Thomas J. **Mine Investment Analysis**. New York: SME – AIME, 1984. 502 p.

GERALDI, José L. P. **O ABC das Escavações de Rocha**. Rio de Janeiro: Editora Interciência Ltda., 2011. 266 p.

GROSSI, J.; VALENTE, Jorge. **Guia Prático para Cálculo de Recursos e Reservas Minerais**. 2003. Disponível em: <<http://www.geologo.com.br/JORC.ASP>>. Acesso em: 08/02/2012.

GUIMARÃES, Roberto Bráulio. **Desenvolvimento de um Aplicativo para Estimativa de Custo de Fechamento de Mina**. Dissertação (Mestrado). Ouro Preto: Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Departamento de Engenharia de Minas. Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral, 2005.

HARTMAN, Howard L.; MUTMANSKY, Jan M. **Introductory Mining Engineering**. New Jersey: John Wiley & Sons, Inc., 2002. 584 p.

HUSTRULID, William; KUCHTA, Mark. **Open Pit Mine Planning & Design: Fundamentals**. Rotterdam: A. A. Balkema, 2006. 1 v. 636 p.

IBRAM – Instituto Brasileiro de Mineração. **Informações e Análises da Economia Mineral Brasileira**. 5 ed. Disponível em: <<http://www.ibram.org.br>>. Acesso em: 05/11/2011.

JIMENO, Carlos L. **Análises Económico de Projectos de Inversión**. In: JIMENO, Carlos L. (Editor). **Manual de Áridos: Prospección, Explotación y Aplicaciones**. Madrid: Entorno Gráfico, S.L., 1994. Cap. 27, p. 563-586.

JIMENO, Carlos L.; REVUELTA, Manuel B. **Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras**. Madrid: Entorno Grafico, S. L., 1997. 705 p.

KERNOT, Charles. **Valuing Companies: A Guide to the Assessment and Evaluation of Assets, Performance, and Prospects**. Boca Raton (FL): CRC Press, 1999. 241 p.

KUYUCAK, N. **Microorganisms, Biotechnology, and Acid Rock Drainage – Emphasis on Passive-Biological Control and Treatment Methods**. In: KAWATRA, S. K.; NATARAJAN, K. A. (Editors). **Mineral Biotechnology: Microbial Aspects of Mineral Beneficiation, Metal Extraction, and Environmental Control**. Littleton (CO): SME – Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2001. Seção 3, p. 169-188.

LAKATOS, Eva M.; MARCONI, Marina de A. **Metodologia do Trabalho Científico: procedimentos básicos, pesquisa bibliográfica, projeto e relatório, publicações e trabalhos científicos**. 6 ed. 7 reimp. São Paulo: Editoras Atlas S.A., 2006. 219 p.

LOTTERMOSER, Bernd G. **Mine Wastes: Characterization, Treatment and Environmental Impacts**. 2 ed. Cairns (Australia): Springer, 2007. 304 p.

MACKENZIE, Brian; DOGGETT, Michael. **Economic Guidelines for Mineral Exploration: Seminar Notes**. Kingston (CA): Department of Geological Sciences & Geological Engineering – Queen’s University, 2000. 513 p.

MARION, José C. **Contabilidade Empresarial**. São Paulo: Editora Atlas S.A., 2005. 502 p.

MARTELANC, Roy; PASIN, Rodrigo; PEREIRA, Fernando. **Avaliação de Empresas: Um Guia para Fusões & Aquisições e *Private Equity***. São Paulo: Pearson Prentice Hall, 2010. 302 p.

MERCOSUL – Mercado Comum do Sul. **Decisão do Conselho do Mercado Comum. Mercosul/CMC/Decisão nº 22/94: Tarifa Externa Comum**. Disponível em: <http://www.sice.oas.org/trade/mrcsrs/decisions/DEC2294p.asp>. Acesso em: 12/09/2011.

MIRANDA, José F. **Notas de Aulas da Disciplina Microeconomia Aplicada ao Setor Mineral**. Ouro Preto: Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, 2008.

MORRISON, R. G. K.; RUSSELL, Paul L. **Selecting a Mining Method – Rock Mechanics, Other Factors**. In: CUMMINS, Arthur B.; GIVEN, Ivan A. *SME Mining Engineering Handbook*. New York: Society of Mining Engineers, 1973. 1 v. Seção 9, p. 9-2 – 9-22.

MULAR, A. L. **Mineral Processing Equipment Costs and Preliminary Capital Cost Estimations**. Montreal: Canadian Institute of Mining and Metallurgy, 1978a. Special 18 v. 166 p.

MULAR, A. L. **The Estimation of Preliminary Capital Costs**. In: MULAR, A. L.; BHAPPU, R. B. (Editors). *Mineral Processing Plant Design*. New York: AIME, 1978b. p. 52-70.

NEVES, Silvério das; VICECONTI, Paulo E. V. **Contabilidade Avançada e Análise das Demonstrações Financeiras**. 13 ed. São Paulo: Editora Frase Ltda., 2004. 706 p.

O'HARA, T. Alan; SUBOLESKI, Stanley C. **Costs and Cost Estimation**. In: HARTMAN, Howard L. (Editor). **SME Mining Engineering Handbook**. 2 ed. Littleton (CO): SME – Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 1992. 1 v. Cap. 6.3, p. 405-424.

OMIDTAHA.BLOGFA.COM. Disponível em: <<http://omidtaha.blogfa.com/post-41.aspx>>. Acesso em: 10/11/2010.

OLIVEIRA JÚNIOR, José B. de. **Desativação de Mina: Conceitos, Planejamento e Custos**. Salvador: EDUFBA, 2006. 115 p.

ORCHE GARCÍA, Enrique. **Manual de Evaluación de Yacimientos Minerales**. Madrid: U. D. Proyectos – E. T. S. I. MINAS – U. P. M., 1999. 300 p.

PAIONE, José A. **Jazida Mineral: Como Calcular seu Valor**. Ouro Preto: CPRM – Serviço Geológico do Brasil, 1998. 106 p.

PEREIRA, Ronaldo M. **Fundamentos de Prospecção Mineral**. Rio de Janeiro: Editora Interciência Ltda., 2003. 167 p.

PINTO, Uile R. **Consolidação da Legislação Mineral e Ambiental**. 12. ed. atual. e rev. Brasília: LGE Editora Ltda., 2010. 800 p.

RATTI, Bruno. **Comércio Internacional e Câmbio**. 10. ed. São Paulo: Edições Aduaneiras Ltda., 2001. 539 p.

RENDU, Jean-Michel. **An Introduction to Cut-Off Grade Estimation**. Littleton (CO): SME – Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2008. 106 p.

REVUELTA, Manuel B.; JIMENO, Carlos L. **Recursos Minerales**. Madrid: Entorno Gráfico, 2000. 368 p.

RIBEIRO, Carlos Luiz. **Direito Minerário Escrito e Aplicado**. Belo Horizonte: Editora Del Rey Ltda., 2005. 425 p.

RUDENNO, Victor. **The Mining Valuation Handbook: Mining and Energy Valuation for Investors and Management**. 3. ed. Sydney: Wrightbooks, 2009. 539 p.

RUNGE, Ian C. **Mining Economics and Strategy**. Littleton (CO): SME – Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 1998. 293 p.

SABBAG, Eduardo. **Manual de Direito Tributário**. 3 ed. São Paulo: Editora Saraiva, 2011. 1146 p.

SILVA, José M. **Lavra Subterrânea. Notas da Disciplina MIN 114**. Ouro Preto: Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, 2010.

SILVA, Valdir C. e. **Notas de Aulas da Disciplina Avaliação Econômica de Empreendimentos de Mineração**. Ouro Preto: Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, 2009.

SMITH, Lawrence D. **Financial Analysis and Economic Optimization**. In: MULAR, Andrew L.; HALBE, Doug N.; BARRATT, Derek J. (Editors). **Mineral Processing Plant Design, Practice, and Control: Proceedings**. Littleton (CO): Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. – SME, 2002. 1 v. Seção 3, p. 346-379.

SOUZA, Marcelo G. de S. **Direito Minerário Aplicado**. Belo Horizonte: Editora Mandamentos, 2003. 389 p.

SOUZA, Petain A. **Avaliação Econômica de Projetos de Mineração: Análise de Sensibilidade e Análise de Risco**. Belo Horizonte: IETEC, 1996. 247 p.

SUSLICK, Saul B. **Métodos de Avaliação Econômica**. In: YAMAMOTO, Jorge K. Avaliação e Classificação de Reservas Mineraias. São Paulo: EDUSP – Editora da Universidade de São Paulo, 2001. p. 193-226.

TAMROCK. **Handbook of Underground Drilling**. Stapaino (Finland): TAMROCK, 1983. 307 p.

TATIYA, Ratan R. **Surface and Underground Excavations – Methods, Techniques and Equipment**. London: A. A. Balkema Publishers, 2005. 576 p.

The JORC Code 2004 Edition. Disponível em: <<http://www.ausimm.com.au>>. Acesso em: 20/11/2010.

THE SAMREC CODE 2007 Edition. Disponível em: <<http://www.samcode.co.za>>. Acesso em: 10/03/2011.

TORRIES, Thomas F. **Evaluating Mineral Projects: Applications and Misconceptions**. Littleton (CO): SME – Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 1998. 153 p.

WELLMER, Friedrich-Wilhelm; DALHEIMER, Manfred; WAGNER, Markus. **Economic Evaluations in Exploration**. 2 ed. Berlin: Springer, 2008. 250 p.

WILLIAMS, Peter. **Design Implementation**. In: READ, John; STACEY, Peter. (Editors). Guideline for Open Pit Slope Design. Collingwood (Australia): CSIRO PUBLISHING / CRC, 2009. p. 265-326.

ZYL, Dirk van. **Open Pit Closure**. In: READ, John; STACEY, Peter. (Editors).
Guideline for Open Pit Slope Design. Collingwood (Australia): CSIRO PUBLISHING /
CRC, 2009. p. 401-413.

Adendo I – Termos Comuns da Fundição (*Common Smelter Terms*)

ADENDO I

Tabela I: Termos comuns da fundição (*common smelter terms*)

DEDUÇÕES		
1. Concentrados de Cu (1 u = 1 unidade métrica)		
Cu	-1 u a 1,3 u; D/T relacionada a 1 t de concentrado; D/R relacionada ao conteúdo de metal pago ⁵⁶	
Au	-1 g, restante pago integralmente	
Ag	-25 a 35 g, restante pago integralmente	
Penalidades típicas	As	Acima de 0,2%
	Hg	Acima de 5 a 10 ppm
	Bi	Acima de 0,1%
2. Concentrados de Zn		
Zn	-8 u, mas não mais do que 85% do conteúdo do metal do concentrado que é pago; somente D/T relacionada a 1 t de concentrado	
Ag	-3 oz, restante pago integralmente	
Penalidades típicas	Fe	Acima de 8%
	Hg	Acima de 20-30ppm
3. Concentrados de Pb		
Pb	-3 u; mas não mais do que 95% do conteúdo do metal do concentrado que é pago; somente D/T relacionada a 1 t de concentrados	
Ag	-50 g, restante pago integralmente	
Au	- 1 g, restante pago integralmente	
Penalidades típicas	As	Acima de 0,1%
	Hg	Acima de 30 ppm
	Sb	Acima de 0,1%
	Bi	Acima de 0,01%
4. Concentrados misturados		
Pb	-3 u, mas não mais do que 90% do conteúdo de Pb do concentrado que é pago	
Zn	-7 u, mas não mais do que 80% do conteúdo de Zn do concentrado que é pago	
Cu	-1-5 u, mas não mais do que 25% do conteúdo de Cu do concentrado que é pago	
Ag	-75 g, mas no máximo somente 95% do conteúdo de Ag do concentrado que é pago	
Penalidades típicas	Hg	Acima de 100 ppm
5. Concentrados de estanho		
Sn	-1 u; D/T relacionada a 1 t de concentrado; D/T depende do teor do concentrado	
6. Concentrados de Ni		
Ni	-0,7 u; D/T relacionada a 1 t de concentrado; D/R relacionada ao conteúdo de metal pago	
Penalidades típicas	As	Acima de 200 ppm

Fonte: Traduzida de WELLMER ET AL. (2008)

⁵⁶ D/T = despesa de tratamento; D/R = despesa de refino.

Adendo II – Tipos de Estimativas de Custos

Adendo II

Tipos de Estimativas de Custos

A fim de fornecer uma visão mais consistente acerca de um componente de suma importância para a avaliação econômica de empreendimentos de mineração, GENTRY e O'NEIL (1984) mostraram de forma ampla, os quatro tipos de estimativas de custos:

1) Estimativas de ordem de magnitude – essas estimativas de custos objetivam auxiliar o gerenciamento na tomada de decisões adequadas sobre a potencial viabilidade do projeto e justificar um investimento adicional de recursos para o próximo estágio do projeto. Tais estimativas são algumas vezes baseadas em custos conhecidos de projetos similares e tipicamente envolvem pouco ou nenhum trabalho de projeto para a mina e instalação de processamento mineral em questão. Essas estimativas raramente tornam a base para o projeto conceitual, mas pode indicar a conveniência de trabalho em expansão ou novos esforços. As informações disponíveis para a estimativa são, por exemplo, a localização do projeto, estimativas brutas de potenciais reservas e teores, método de lavra provável (a céu aberto ou subterrâneo), método de beneficiamento provável, possíveis taxas de produção e prováveis equipamentos principais necessários para a lavra e beneficiamento.

2) Estimativas preliminares – o escopo das estimativas preliminares é aperfeiçoar a estimativa de ordem de grandeza à medida que dados adicionais tornam-se disponíveis. Essas estimativas são geralmente apropriadas para indicar ou determinar a viabilidade do projeto e auxiliar o gerenciamento na estimativa de um orçamento para o projeto. A estimativa normalmente refere-se a um projeto conceitual de uma mina ou instalação de beneficiamento mineral. Nessa fase, melhores informações relativas a reservas de minério e teores estão disponíveis. Estimativas mais realistas podem ser realizadas sobre taxas de produção, método de lavra proposto e método de beneficiamento mineral; este com fluxogramas preliminares, projeto da planta, taxas de recuperação etc. Listas contendo tipos e tamanhos dos equipamentos de mina e beneficiamento começam a ser desenvolvidas, para a seleção preliminar dos equipamentos.

3) Estimativas definitivas – uma estimativa desse tipo deve permitir ao gerenciamento autorizar gastos para a conclusão de especificações e desenhos de engenharia, e pesquisas no local. Nesse estágio, há consideráveis dados relativos à mina e planta de beneficiamento. Para a mina, estão disponíveis: planos de lavra definitivos para um determinado método de lavra, capacidades de produção, recuperação do minério, teor médio e diluição estimada. Com relação ao beneficiamento mineral, os dados acessíveis são: processo definitivo de tratamento mineral com fluxogramas, plantas da usina, instalações diversas etc. Os dados também incluem listas completas de equipamentos com especificações para a mina e beneficiamento, além de informações referentes a estradas de acesso, infraestrutura, definição do local exato da mina e usina etc.

4) Estimativas detalhadas – a estimativa detalhada de custo alcança o ponto mais elevado do procedimento de estimativa. É efetuada com base em desenhos completos de engenharia, especificações e pesquisas no local. Esse tipo de estimativa é geralmente adequado para projeções precisas e financiamento para o projeto, e fornece um suporte para a construção e desenvolvimento do projeto.

Adendo III – Método do Índice de Custo de Equipamentos para *CAPEX*

Adendo III

Método do Índice de Custo de Equipamento para Custos de Capital (CAPEX)

Aplicação do método

GENTRY e O'NEIL (1984) mostraram uma aplicação desse método para uma mina a céu aberto de cobre no Chile. Os dados utilizados são representativos do início e meados da década de 1970. Note-se que o método não incorpora, nesse momento, um ajuste para inflação. A partir de dados publicados, parece que um valor apropriado para K varia entre **4,0** e **6,0** para muitas minas a céu aberto de cobre, de tamanho médio a grande. Agora, suponha que as categorias típicas de equipamentos tenham sido reunidas e os custos de capital estimados com base em:

$$\text{Custo} = a \times (X)^b$$

onde:

$X = \text{capacidade do equipamento.}$

Suponha ainda que o custo e dados técnicos sobre os tipos e tamanhos de equipamentos possam ser resumidos na tabela III.a.

Tabela III.a: Parâmetros das relações custo-capacidade

Classe de equipamento	Faixa de capacidade	Constante "a"	Fator exponencial ou de economia de escala "b"
Caminhões (C)	50 – 200 t	2.950	0,95
Escavadeiras (E) (<i>shovels</i>)	6 – 25 j ³	69.750	0,91
Perfuratrizes (P)	120 – 450.000 lb	6	0,90
<i>Scrapers</i> (SC)	9 ^{1/2} – 17 ^{1/4} j ³	2.340	1,27
Pás carregadeiras (PC)	6 – 24 j ³	14.320	1,02

Fonte: Traduzida de GENTRY e O'NEIL (1984)

Com base na tabela III.a, quatro equipamentos foram selecionados, a saber: caminhões (*trucks*), escavadeiras (*shovels*), perfuratrizes (*drills*) e pás carregadeiras (*wheel loaders*).

Assim, para uma determinada capacidade da mina (e.g., A, t/ano), o custo total dos equipamentos pode ser calculado através da expressão:

Custo de investimento total dos equipamentos = CI total dos equipamentos =

= CI Caminhões + CI escavadeiras + CI perfuratrizes + CI pás carregadeiras

$$= 2.950 \times (A)^{0,95} + 69.750 \times (A)^{0,91} + 6 \times (A)^{0,90} + 14.320 \times (A)^{1,02}.$$

Portanto, o custo total do projeto (*total project cost*) para a mina com capacidade de A (t/ano) pode ser calculado do seguinte modo:

Investimento total do projeto (ITP) =

$$ITP = 5,60 \times [2.950 \times (A)^{0,95} + 69.750 \times (A)^{0,91} + 6 \times (A)^{0,90} + 14.320 \times (A)^{1,02}]$$

assumindo K = 5,60.

Para calcular o custo do projeto para uma diferente mina com capacidade B (t/ano), o fator exponencial *y*, para a operação mineira, pode ser calculado, substituindo os parâmetros na seguinte equação:

$$CQ^c + EQ^e + PQ^p + PCQ^{pc} = Q^y$$

onde Q = B/A é a relação de capacidade.

Uma reunião de dados de algumas minas a céu aberto de todo o mundo indica a seguinte divisão de percentuais de equipamentos em diversas categorias, e o investimento de capital em equipamento (*equipment capital investment*) para cada mina, de acordo com a tabela III.b.

Tabela III.b: Percentual de investimento em equipamentos de mineração por classe

Operação mineira	Perfuratrizes (P), %	Escavadeiras (E), %	Caminhões (C), %	Pás carregadeiras (PC), %	Investimento total em equipamentos, \$1.000
A	4,7	18,8	72,9	3,6	51.715
B	7,1	32,0	48,9	12,0	31.650
C	8,6	23,7	56,7	11,0	28.164
D	8,6	24,4	60,0	7,0	26.206
E	6,5	26,5	54,1	12,9	23.022
F	7,2	39,7	44,0	9,1	12.817
G	15,7	29,5	43,7	11,1	12.689
H	12,5	30,8	41,1	15,6	10.370
Média	8,8	28,2	52,7	10,3	

Fonte: Traduzida de GENTRY e O'NEIL (1984)

Da tabela III.b, mostrando a expansão média dos equipamentos (*average equipment spread*) para as minas dadas, a equação torna-se:

$$0,527 \times (Q)^{0,95} + 0,282 \times (Q)^{0,91} + 0,088 \times (Q)^{0,90} + 0,103 \times (Q)^{1,02} = Q^y.$$

Se o aumento da capacidade das minas em apreciação passar de 50.000 tpd⁵⁷ (A) para 75.000 tpd (B), então $Q = 1,5$. Resolvendo a equação para o custo total dos equipamentos produz $y = 0,94$. Isso implica que o custo total de investimento dos equipamentos para a nova e maior mina (B) será:

$$(1,5)^{0,94} \cong 1,464 \text{ vezes o investimento para a existente mina (A).}$$

Então, o custo total de investimento de capital do projeto (*total project capital investment cost*) para a mina, com uma capacidade de B tonelada ao dia, pode ser expresso por:

⁵⁷(tpd) significa tonelada por dia ou (t/dia).

$$\text{Custo total do projeto} = K \times Q^y \times C$$

$$\text{Custo total do projeto} = 5,60 \times (B/A)^{0,94} \times C$$

onde:

C = custo total de investimento dos equipamentos para a mina (A).

Se o custo total de investimento dos equipamentos para a mina A fosse igual a \$90.000.000, o custo estimado total do projeto para a mina B seria:

$$5,60 \times (1,5)^{0,94} \times \$90.000.000 \cong \$738.000.000.$$

Adendo IV – Método do Custo Detalhado para Custos Operacionais

Adendo IV

Método do Custo Detalhado para Custos Operacionais (OPEX)

Na estimativa dos custos por hora dos equipamentos, JIMENO e REVUELTA (1997) afirmaram que os seguintes conceitos devem ser considerados:

A) Custo indireto ou de propriedade

- a) Depreciação.
- b) Juros do capital.
- c) Seguros.
- d) Impostos.

B) Custos diretos de funcionamento

- 1) Consumos (combustível e energia; lubrificantes, graxas e filtros; elementos de desgaste).
- 2) Reparos.
- 3) Pneumáticos.
- 4) Operador.

Doravante, os componentes do custo indireto ou de propriedade e dos custos diretos de funcionamento foram detalhados por JIMENO e REVUELTA (1997):

A) Custos indiretos ou de propriedade

Esses custos estão presentes, ainda que o equipamento não esteja em operação, pois há um capital imobilizado passível de gerar juros e, por outro lado, tem o valor reduzido por obsolescência.

O mais importante item é a depreciação, destinada a substituição do equipamento. Para o cálculo da depreciação deve-se conhecer:

- A vida útil: duração do equipamento conforme as condições de trabalho.
- O valor residual: estimativa do valor de mercado ao final da vida útil do equipamento.

Então, a depreciação pode ser calculada através da expressão:

$$A = \frac{(\text{Preço de aquisição} - \text{valor residual} - \text{valor de pneus})}{(\text{Vida útil})}$$

Em relação ao preço de aquisição ou de compra, é necessário considerar:

- O preço de fábrica.
- O país de origem e o câmbio.
- Opções: curso de treinamento, ar condicionado, concha de reposição etc.
- Custos de transporte e de montagem, incluindo equipamentos e mão-de-obra.
- Prazo de entrega e forma de pagamento.
- Peças de reposição recomendadas.

Os períodos de depreciação dos principais equipamentos empregados na lavra a céu aberto em função das condições de trabalho são mostrados na tabela IV.a.

Tabela IV.a: Períodos de depreciação em função das condições de trabalho e tipos de equipamentos.

CONDIÇÕES DE TRABALHO	Díficeis	Médias	Boas
EQUIPAMENTO	Períodos de depreciação (h)		
Tratores:			
- Esteiras	10.000	15.000	20.000
- Rodas	8.000	12.000	15.000
Motoniveladoras:	12.000	16.000	20.000
Pás carregadeiras:	10.000	15.000	20.000
Escavadeiras hidráulicas:			
- Massa: < 100 t	10.000	15.000	20.000
> 100 t	20.000	30.000	40.000
Caminhões (<i>Dúmpers</i>):			
- Capacidades: < 100 t	15.000	20.000	25.000
> 100 t	20.000	30.000	40.000
Perfuratrizes:			
- Diâmetro: 89 – 165 mm	16.000	20.000	30.000
200 – 400 mm	60.000	120.000	150.000

Fonte: Traduzida de JIMENO e REVUELTA (1997)

Os demais itens relacionados aos custos de propriedade, juros do capital, seguros e impostos, são denominados custos indiretos. Os juros do capital representam o valor monetário que teria gerado o capital investido em máquinas, se em lugar de comprá-las, o capital fosse aplicado em outro projeto de investimento. Os custos indiretos são avaliados conjuntamente como um percentual do valor da máquina.

O investimento médio em equipamento pode ser calculado com a seguinte expressão:

$$I_M = \frac{[P \times (n + 1)]}{2 \times n}$$

onde:

P = Preço de compra

n = número de anos de depreciação

B) Custos de funcionamento

São os custos relacionados à operação de um equipamento.

JIMENO e REVUELTA (1997) salientaram que na determinação dos custos operacionais os seguintes fatores são intervenientes:

- Características do material: densidade, abrasividade e dureza.
- Experiência do operador, supervisão, gestão e manutenção.
- Fator de utilização, relativo às horas anuais trabalhadas.

Além disso, JIMENO e REVUELTA (1997) classificaram as condições de trabalho para mineração a céu aberto em três categorias, a saber:

Boas

- Material solto ou mole.
- O motor opera a uma velocidade baixa.
- Alta duração dos elementos de desgaste.
- Baixo consumo de energia necessária para escavação ou corte.
- Bom grau de enchimento da concha.
- Os pneus deterioram por desgaste.
- Bom suprimento de peças de reposição.
- Pessoal com bastante experiência.

Médias

- Material desmontado com consumo específico médio de explosivo. Boa fragmentação. Corte normal.
- O motor trabalha com períodos na potência máxima.
- Duração média dos elementos de desgaste.

- Consumo médio de energia requerida para escavação ou corte.
- Bom grau de enchimento da concha.
- Bom fornecimento de peças de reposição.
- Pessoal experiente.

Ruins

- Material desmontado com consumo específico alto. Fraca fragmentação. Corte difícil.
- O motor opera normalmente na potência máxima.
- Reduzida duração dos elementos de desgaste.
- Energia necessária para escavação ou corte é elevada.
- Baixo grau de enchimento da concha.
- Fornecimento deficiente das peças de reposição.
- Desgaste dos pneus por cortes e abrasão.
- Pessoal com pouca experiência.

É evidente que se trata de uma classificação geral. Esses fatores são passíveis de alterações dependendo de um tipo específico de equipamento.

1. Consumíveis

São os itens que sofrem desgaste com o primeiro uso. Desse modo, JIMENO e REVUELTA (1997) mostraram que os procedimentos para determinar os diversos tipos de materiais ou produtos fungíveis são os seguintes:

a. Combustível e energia

O custo do combustível por hora (CCH) é calculado com a seguinte expressão:

$$CCH = 0,3 \times \text{potência (kW)} \times \text{fator de combustível} \times \text{preço do combustível}$$

A tabela IV.b mostra os fatores de combustível empregados de acordo com as condições de trabalho e tipo de equipamento.

Tabela IV.b: Fatores de combustível em função do tipo de máquinas e das condições de trabalho.

CONDIÇÕES DE TRABALHO	Díficeis	Médias	Boas
EQUIPAMENTO	Fatores de combustível		
Tratores	0,6	0,5	0,4
Motoniveladoras	0,6	0,5	0,3
Pás carregadeiras	0,6	0,5	0,4
Escavadeiras hidráulicas	0,6	0,5	0,4
Caminhões basculantes (<i>volquetes</i>)	0,4	0,3	0,2
Perfuratrizes	0,6	0,5	0,4

Fonte: Traduzida de JIMENO e REVUELTA (1997)

Quando se utiliza equipamentos elétricos, a determinação do consumo por hora é feita com base na potência instalada, ou seja:

$$kWh/h = kW \times F_c$$

onde:

kW = potência nominal em kW.

F_c = fator de carga, normalmente 0,7.

b. Lubrificantes, graxas e filtros

O item de lubrificantes está constituído por: óleos de motor, transmissão, comandos finais e sistema hidráulico, e graxas consistentes para todos os elementos em contato metal-metal.

JIMENO e REVUELTA (1997) recomendaram que a estimativa detalhada do consumo desses produtos deve ser feita a partir de guia de lubrificação e manutenção da máquina. No entanto, a forma usual para estimar esse custo consiste em expressá-lo como percentual do custo horário de combustível, normalmente entre 10 e 20%.

c. Elementos de desgaste

Estimar custos de elementos de desgaste constitui uma tarefa bastante complicada, pois depende de diversos elementos de difícil avaliação.

Assim, JIMENO E REVUELTA (1997) listaram alguns dos fatores que intervêm na estimativa desses custos, por exemplo, impacto do equipamento sobre o terreno, abrasividade da rocha, condições de trabalho, experiência do operador, supervisão da operação, manutenção dos equipamentos etc.

A duração média dos elementos de desgaste de alguns equipamentos é apresentada na tabela IV.c.

Tabela IV.c: Duração média dos componentes de desgaste de máquinas de movimento de terra.

CONDIÇÕES DE TRABALHO	Díficeis	Médias	Boas
PEÇAS DE DESGASTE	Duração (h)		
Escavadeiras Hidráulicas: - Dentes	700	400	200
Carregadeiras de rodas: - Dentes	250	150	90
Tratores: - Ponta	150	30	15
- Protetor	1.500	450	150
- Dentes escarificadores	10.000	3.500	1.000
- Lâmina	300	200	100

Fonte: Traduzida de JIMENO e REVUELTA (1997)

2. Reparos

Segundo JIMENO e REVUELTA (1997), os reparos incluem todos os gastos inerentes a falhas de equipamento, considerando os materiais bem como a mão-de-obra. O custo é calculado através da seguinte expressão:

$$[(\text{Preço de compra} - \text{Preço de pneus}) / (\text{Vida útil em horas} \times 100)] \times Fr$$

onde:

Fr = fator de reparo ou conserto.

A tabela IV.d apresenta os valores médios dos fatores de reparos, de acordo com as condições de trabalho e tipo de equipamento.

Tabela IV.d: Valores médios do fator de reparo ou conserto.

CONDIÇÕES DE TRABALHO	Difíceis	Médias	Boas
EQUIPAMENTO	Fatores de reparos		
Perfuratrizes	0,7	0,9	1,1
Escavadeiras hidráulicas	1,0	1,2	1,5
Carregadeiras de rodas	0,6	0,8	1,0
Tratores	0,8	1,3	1,8
Caminhões basculantes (<i>volquetes</i>)	0,7	0,9	1,2

Fonte: Traduzida de JIMENO e REVUELTA (1997)

3. Pneumáticos

De acordo com JIMENO e REVUELTA (1997), em trabalhos suaves, o fim da vida útil dos pneumáticos ocorre por desgaste. Contudo, os grandes equipamentos, quando manuseiam rocha, podem sofrer falhas prematuras por corte.

A estimativa de duração média dos pneus pode ser feita utilizando os dados da tabela IV.e.

Tabela IV.e: Duração média para os pneus

CONDIÇÕES DE TRABALHO	Difíceis	Médias	Boas
EQUIPAMENTO	Duração (h)		
Carregadeiras de rodas	4.000	3.000 – 3.500	1.000 – 2.500
Caminhões basculantes (<i>volquetes</i>)	4.000	3.000 – 3.500	2.000 – 2.500

Fonte: Traduzida de JIMENO e REVUELTA (1997)

4. Operador

Este item é de difícil estimativa, em função das especificidades de cada projeto.

Na visão de JIMENO e REVUELTA (1997), a dificuldade de estimar o custo do operador – para cada empresa – reside nas diferenças de gastos imputáveis à mão-de-obra relativa à maquinaria. Por outro lado, se o operador faz parte do quadro de pessoal, o gasto de mão-de-obra independe do número de horas em operação. Para um estudo preliminar, pode-se considerar um custo horário de \$2.750/h, equivalente a um gasto anual de empresa por volta de \$3.500.000.

Aplicação do Método do Custo Detalhado

JIMENO e REVUELTA (1997) apresentaram uma aplicação do método do custo detalhado, com o cálculo do custo horário de uma máquina – caminhão basculante (*volquete*):

Dados empregados no cálculo:

Preço de compra: \$100.000.000

(–)Valor residual ou de revenda 20%: \$20.000.000

(–)Valor dos pneus: \$6.600.000

VALOR A DEPRECIAR: \$73.400.000

Condições de trabalho: médias – boas

Vida estimada até a substituição por venda ou eliminação como sucata: 25.000 horas

Número de horas de trabalho por ano: 4.150

Período de depreciação: 6 anos

Investimento médio:

$$I_M = \frac{\text{Preço de compra} \times (n + 1)}{2 \times n} = \frac{100.000.000 \times 7}{2 \times 6} = \$58.333.333,33$$

n = número de anos de depreciação

Custos indiretos:

Juros do capital: 16%

Seguros: 2%

TOTAL: 18%

Vida útil dos pneus:

3.500 horas

Estimativa de reparos ou consertos, incluindo mão-de-obra e peças, por falhas e manutenção, expressa em % do preço de compra:

90%

CUSTO DE PROPRIEDADE:

Custo de investimento:

Depreciação linear:

$$\frac{\text{Valor a depreciar}}{\text{Número de horas de vida estimada}} = \frac{73.400.000}{25.000} = \$2.936$$

Custos indiretos:

$$\frac{\text{Investimento médio anual (58.333.333)}}{\text{Número de horas de trabalho ao ano (4.150)}} \times \frac{18}{100} = \$2.530$$

Custo horário total de propriedade:

$$\text{Custo de investimento} + \text{custos indiretos} = 2.936 + 2.530 = \$5.466$$

CUSTOS DE OPERAÇÃO:

Combustível:

$$\text{Combustível} = \frac{60,9 \text{ l}}{\text{hora}} \times \frac{53 \text{ PTA}}{\text{litro}} = 3.227,7 \cong \$3.228$$

Lubrificantes, graxas e filtros:

$$\text{Lubrificantes, graxas e filtros} = 13\% \text{ do combustível} = 419,6 \cong \$420$$

Reparações:

$$\frac{\text{Valor de compra} - \text{valor de pneus (93.400.000)}}{\text{Horas de vida (25.000)}} \times \frac{90}{100} = \$3.362$$

Custo horário total de operação:

$$\text{Combustível} + \text{lubrificantes, graxas e filtros} + \text{reparações} =$$

$$3.228 + 420 + 3.362 = \$7.010$$

Custos de Pneus:

$$\frac{\text{Custo total}}{\text{Horas de vida}} = \frac{6.600.000}{3.500} = \$1.886$$

Custos de Operador:

$$\text{Custo} = \$1.250$$

CUSTO HORÁRIO TOTAL:

O custo horário total é formado pelo seguinte somatório: custo horário total de propriedade + custo horário total de operação + custos de pneus + custo de operador.
Então:

$$\text{Custo horário total} = 5.466 + 7.010 + 1.886 + 1.250 = \$15.612$$

Adendo V – Balanço Patrimonial – Classificação do Ativo

Adendo V

Balanço Patrimonial – Classificação do Ativo

O balanço patrimonial é uma demonstração contábil com a finalidade de mostrar a situação patrimonial e financeira de uma entidade dotada de um patrimônio.

“O Balanço Patrimonial é constituído pelo:

- **Ativo:** *compreende os bens, os direitos e as demais aplicações de recursos controlados pela entidade, capazes de gerar benefícios econômicos futuros, originados de eventos ocorridos.*
- **Passivo:** *compreende as origens de recursos representados pelas obrigações para com terceiros, resultantes de eventos ocorridos que exigirão ativos para a sua liquidação.*
- **Patrimônio Líquido:** *compreende os recursos próprios da Entidade, e seu valor é a diferença positiva entre o valor do Ativo e o valor do Passivo.”* (PORTAL DE CONTABILIDADE⁵⁸).

A Lei nº 6.404/76, com as alterações promovidas pela Lei nº 11.638/2007, classificou o ativo no artigo 178, § 1º e artigo 179 e parágrafo único. Note-se:

“Art. 178. No balanço, as contas serão classificadas segundo os elementos do patrimônio que registrem, e agrupadas de modo a facilitar o conhecimento e a análise da situação financeira da companhia.

⁵⁸ PORTAL DE CONTABILIDADE. Disponível em: <<http://www.portaldecontabilidade.com.br>>. Acesso em 26/11/2011.

§ 1º. No ativo, as contas serão dispostas em ordem decrescente de grau de liquidez dos elementos nelas registrados, nos seguintes grupos:

I – ativo circulante; e (Incluído pela Lei nº 11.941, de 2009)

II – ativo não circulante, composto por ativo realizável a longo prazo, investimentos, imobilizado e intangível. (Incluído pela Lei nº 11.941, de 2009)

(...)

Art. 179. As contas serão classificadas do seguinte modo:

I – no ativo circulante: as disponibilidades, os direitos realizáveis no curso do exercício social subsequente e as aplicações de recursos em despesas do exercício seguinte;

II – no ativo realizável a longo prazo: os direitos realizáveis após o término do exercício seguinte, assim como os derivados de vendas, adiantamentos ou empréstimos a sociedades coligadas ou controladas (artigo 243), diretores, acionistas ou participantes no lucro da companhia, que não constituírem negócios usuais na exploração do objeto da companhia;

III – em investimentos: as participações permanentes em outras sociedades e os direitos de qualquer natureza, não classificáveis no ativo circulante, e que não se destinem à manutenção da atividade da companhia ou da empresa;

IV – no ativo imobilizado: os direitos que tenham por objeto bens corpóreos destinados à manutenção das atividades da companhia ou da empresa ou exercidos com essa finalidade, inclusive os decorrentes

de operações que transfiram à companhia os benefícios, riscos e controle desses bens; (Redação dada pela Lei nº 11.638, de 2007)

V – (Revogado pela Lei nº 11.941, de 2009)

VI – no intangível: os direitos que tenham por objeto bens incorpóreos destinados à manutenção da companhia ou exercidos com essa finalidade, inclusive o fundo de comércio adquirido. (Incluído pela Lei nº 11.638, de 2007)

Parágrafo único. Na companhia em que o ciclo operacional da empresa tiver duração maior que o exercício social, a classificação no circulante ou longo prazo terá por base o prazo desse ciclo.”