

**Bruno Brunetti Frontini**

**Método de decisão para lavra a céu aberto ou subterrânea em um  
depósito polimetálico**

São Paulo

2015

**Bruno Brunetti Frontini**

**Método de decisão para lavra a céu aberto ou subterrânea em um  
depósito polimetálico**

Trabalho de Formatura em Engenharia de Minas  
do curso de graduação do Departamento de  
Engenharia de Minas e de Petróleo da Escola  
Politécnica da Universidade de São Paulo.

Orientador: Profº Drº Giorgio de Tomi

São Paulo

2015

TF-2015  
F928m

Lixos 2753463

H2015j

FICHA CATALOGRÁFICA

DEDALUS - Acervo - EPMI



31700010004

**Frontini, Bruno Frontini**

**Método de decisão para lavra a céu aberto ou subterranea  
em um deposito polimetálico / B.B. Frontini – São  
Paulo, 2015**

**Trabalho de Formatura - Escola Politécnica da Universidade  
de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas  
e de Petróleo.**

**1. Mineração a céu aberto 2. Mineração Subterrânea**

**I. Universidade de São Paulo. Escola Politécnica. Departamento de  
Engenharia de Minas e de Petróleo II. t.**

Aos meus familiares e amigos.

## **AGRADECIMENTOS**

Aos meus pais e irmãos por toda a paciência, compreensão e educação demonstrada e exemplificada em gestos simples como uma xicara de café nas madrugadas de estudos ou a compra de um abajur para que iluminasse meus pensamentos.

Aos meus professores que como mestre e doutores da mineração me inspiraram a seguir os passos nessa profissão de grandes desafios e recompensas que começo a trilhar.

Aos meus colegas de faculdade que com muita alegria e dedicação tornaram esses anos os melhores de minha vida até então.

Aos meus avôs que com muita destreza me mostraram a sabedoria da idade e o poder de seus conselhos, tanto no princípio como no fim de suas vidas.

## RESUMO

O alto risco de investimento mineiro torna a indústria cautelosa quanto à aprovação de um novo projeto sendo necessárias diversas análises e estudos preliminares à implantação do empreendimento. Uma das muitas análises requeridas é o estudo da melhor estratégia de lavra que pode ser a céu aberto (OP), subterrânea (UG) ou englobando os dois modos.

Tal análise deve ser baseada no conhecimento das dimensões e profundidade do depósito, nas condições da rocha encaixante e aspectos ambientais, mas o fator determinante será a viabilidade econômica. Assim tal processo procura obter o método mais rentável de acordo com as restrições estabelecidas pelos fatores naturais do depósito.

Com base em um estudo de caso este trabalho procura propor o método mais adequado a um depósito polimetálico.

Palavras-chave: lavra a céu aberto, lavra subterrânea, otimização de cava, transição de métodos.

## **ABSTRACT**

High risk investment in mineral activities generates a conscious industry when dealing with approval of a new project, demanding several analyses and preliminary studies before implementing a new enterprise. One of many analyses to be performed is the study of the best extraction strategy that could be open pit, underground or a combination of both methods.

This study should be based on the knowledge of the deposit's dimension's, and deep, on the conditions of the supporting rock as well as environmental aspects, but the determinant factor will be the economic viability. Therefore this process looks to obtain the most profitable method according to the conditions established by the deposit's natural factors.

Analyzing a case study this paper suggest the most adequate method to mine a polymetallic orebody.

Keywords: open pit mining, underground mining, pit optimization, methods transition.

## SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO.....	1
2	OBJETIVO .....	1
3	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	2
3.1	Lavra a Céu Aberto e Lavra Subterrânea.....	2
3.1.1	Principais Métodos de Lavra a Céu Aberto.....	2
3.1.2	Principais Métodos de Lavra Subterrânea .....	3
3.2	Relação Estéril Minério .....	6
3.3	Características Geomecânicas.....	6
3.4	Custos de Produção.....	8
3.5	Função Benefício .....	9
3.6	Otimização de Depósito.....	9
3.6.1	Algoritmo de Lerchs – Grossmann.....	10
3.6.2	Otimização em Lavra Subterrânea .....	10
4	METODOLOGIA.....	11
4.1	Definição do Valor de Venda .....	11
4.2	Definição dos Custos .....	12
4.3	Validação e tratamento do Modelo de Blocos .....	13
4.4	Estudo de Geomecânica.....	13
4.5	Obtenção da Cava Ótima .....	13
4.6	Operacionalização e Sequenciamento da Cava.....	13
4.7	Otimização do Cenário Subterrâneo .....	13
4.8	Operacionalização e Sequenciamento do Cenário Subterrâneo.....	14
4.9	Otimização do Cenário Combinado.....	14
4.10	Operacionalização e Sequenciamento do Cenário Combinado .....	14
4.11	Determinação do Melhor Método.....	14
5	APLICAÇÃO DA METODOLOGIA .....	14
5.1	Cálculo do Net Smelter Return (NSR) .....	14
5.2	Caracterização Geomecânica.....	16
5.3	Cenário de Lavra a Céu Aberto .....	18
5.3.1	Estimativa do NSR de corte.....	18

5.3.2	Otimização de Cava.....	19
5.3.3	Operacionalização e Sequenciamento da Mina a Céu Aberto;.....	20
5.4	Cenário de Lavra Subterrânea.....	21
5.4.1	Estimativa de NSR de Corte.....	21
5.4.2	Otimização Subterrânea.....	22
5.4.3	Operacionalização e Sequenciamento da Mina Subterrânea.....	22
5.5	Cenário Combinado .....	24
5.5.1	Otimização da Cava a Céu Aberto .....	24
5.5.2	Operacionalização da Cava a Céu Aberto do Cenário Híbrido .....	25
5.5.3	Otimização Subterrânea de Cenário Híbrido.....	26
5.5.4	Operacionalização Subterrânea do Cenário Híbrido .....	26
5.5.5	Sequenciamento do Cenário Híbrido.....	27
5.6	Comparação entre os Cenários.....	27
6	Conclusões.....	28
	Bibliografia.....	29

### Lista de Figuras

Figura 1 - Características da Lavra a Céu Aberto; .....	2
Figura 2 - Exemplo do Método Pilar e Salão; .....	3
Figura 3 - Exemplo do Método de Sub-níveis;.....	4
Figura 4 - Exemplo do Método VRM; .....	4
Figura 5 - Exemplo de Corte e Enchimento; .....	5
Figura 6 - Método de Abatimento de Blocos; .....	6
Figura 7 – Ábaco de Raio Hidráulico;.....	8
Figura 8 - Open pit ótimo final;.....	10
Figura 9 - Metodologia Seguida; .....	11
Figura 10 - Variação da LME do Zinco ao longo de 25 anos; .....	11
Figura 11 - Variação da LME do Chumbo ao longo de 25 anos;.....	12
Figura 12 - Variação da LME da Prata ao longo de 25 anos;.....	12
Figura 13 - Ábacos para as MRMR 42,48,50,58 respectivamente;.....	18
Figura 14 - Variação do VPL com a variação da quantidade de minério e estéril; .....	20
Figura 15 - Cava operacional; .....	21
Figura 16 - Características da Cava Operacional; .....	21

Figura 17 - Realces economicamente viáveis; .....	22
Figura 18 - Mina Subterrânea;.....	23
Figura 19 - Variação do VPL com a variação da quantidade de minério e estéril;.....	25
Figura 20 - Cava Operacional Cenário Híbrido; .....	25
Figura 21 - Realces ótimos para o Cenário Híbrido;.....	26
Figura 22 - Mina Subterrânea Cenário Híbrido;.....	27

## Lista de Tabelas

Tabela 1 - Sistema RMR; .....	7
Tabela 2 - Guia de escavação e suporte com base no RMR;.....	7
Tabela 3 - Valores LME;.....	12
Tabela 4 - Valores Inseridos na Função do NSR; .....	15
Tabela 5 - Resistência à Compressão Uniaxial; .....	17
Tabela 6 - Módulo de Young; .....	17
Tabela 7 - Resultados dos Ensaio de Compressão Triaxial; .....	17
Tabela 8 - Resultados do Ensaio de Tração Indireta;.....	17
Tabela 9 - Parâmetros de Ajuste do MRMR; .....	17
Tabela 10 - RMR, Classe e MRMR para cada litologia;.....	17
Tabela 11 – Custos do Cenário Céu Aberto;.....	19
Tabela 12 - Cenários criados no NPV Scheduler; .....	19
Tabela 13 - Características da Cava a Céu Aberto;.....	20
Tabela 14 - Comparação da cava operacional e a matemática;.....	20
Tabela 15 - Sequenciamento do Cenário a Céu Aberto; .....	21
Tabela 16 – Custos do Cenário Subterrâneo; .....	22
Tabela 17 - Premissas de Desenho da Mina;.....	22
Tabela 18 - Sequenciamento do Cenário Subterrâneo; .....	23
Tabela 19 - Cenário de Cavas Matemáticas; .....	24
Tabela 20 - Comparação da cava operacional e a matemática;.....	26
Tabela 21 - Sequenciamento do Cenário Híbrido; .....	27
Tabela 22 - Comparação entre os Cenários;.....	27

## **1 INTRODUÇÃO**

A indústria mineira é um setor de investimento de risco, devido às suas condições de alto investimento, longo período de maturação e incertezas geológicas intrínsecas a cada depósito. Com isso o processo de instalação de um empreendimento passa por diversas fases de estudo com crescente grau de investimento e detalhes até que sua implementação se prove viável economicamente.

As diversas fases adotadas neste extenso processo têm como motivação a proteção do investidor e por isso devem abranger estudos amplos e cobrindo o maior número de possibilidades para que se escolha a melhor opção. Dentro dos estudos a serem realizados uma importante decisão é a definição da estratégia de lavra, que pode ser a céu aberto, subterrânea ou mista. Tal processo de decisão deve contemplar fatores como as dimensões e profundidade do depósito, as condições da rocha encaixante, a produtividade necessária, maquinário empregado, recuperação, segurança do estabelecimento e aspectos ambientais, tudo isso promovendo um lucro final de maneira a viabilizar o projeto.

## **2 OBJETIVO**

O objetivo deste trabalho é propor um método de decisão para a seleção da estratégia de lavra levando em conta métodos a céu aberto, subterrâneo e uma combinação dos dois anteriores.

O método proposto será avaliado em um depósito polimetálico.

Serão analisadas características como resistência geomecânica, disposição do corpo de minério e valor de venda do metal, que após o tratamento retornará um valor presente líquido o qual será usado na comparação entre os métodos.

### 3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Nesse capítulo serão introduzidos alguns conceitos fundamentais para análise e compreensão do estudo aqui apresentado, tais como descrição dos métodos de lavra e conceitos importantes para a decisão do método adequado.

#### 3.1 Lavra a Céu Aberto e Lavra Subterrânea

O processo de extração mineral abrange etapas de perfuração e desmonte, a fim de fragmentar a rocha, seguidas do seu carregamento e transporte, muitas vezes também da cominuição do minério para atingir uma granulometria adequada (Nilson, 1982).

Tal atividade pode ser executada de diversas maneiras, convencionalmente há dois métodos básicos, mineração em superfície e subterrânea (Bakhtavar, E., Shahriar, K., & Oraee, K., 2009). Uma lavra a céu aberto (Open Pit) é uma escavação ou corte feito na superfície do solo com o propósito de extrair o minério, sendo exposta a superfície durante a duração da vida da mina (Fourie, 1992). A exploração mineral na qual as operações são realizadas abaixo da superfície da terra é denominada mineração subterrânea (Hustrulid, 1982).

A lavra a céu aberto, é largamente mais utilizada devido a diversos fatores tais como: recuperação, controle de teor, flexibilidade da operação, segurança e ambiente de trabalho (Fourie, 1992). No entanto existem alguns depósitos que por suas características geológicas, geográficas e a quantidade de estéril a ser removida torna desvantajoso esse método impondo um método subterrâneo de extração do minério.

##### 3.1.1 Principais Métodos de Lavra a Céu Aberto

A lavra a céu aberto, também chamada de lavra em superfície, apresenta alguns métodos, sendo a cava (open pit) e a lavra em tiras (strip mining) os mais comuns. Para sua definição devem ser levadas em conta a disposição da reserva e a espessura da camada de cobertura.

###### 3.1.1.1 Lavra em Cava (Open Pit Mining)

Esse método de lavra consiste na exposição da rocha mineralizada decorrida de um decapeamento muitas vezes extenso, e na criação de bancadas possibilitando a extração do minério e o seu carregamento e subsequente beneficiamento. São apresentadas a seguir algumas características geométricas desse tipo de lavra. Para que haja segurança na operação tais parâmetros devem ser estudados e estabelecidos de acordo com as características mecânicas das rochas, com as dimensões dos equipamentos e suas restrições de operação. Tal método apresenta grande produtividade e segurança, possibilitando o uso de equipamentos de grande porte.

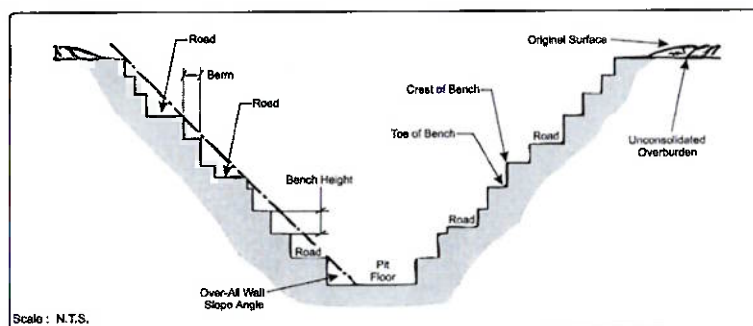


Figura 1 - Características da Lavra a Céu Aberto;

### 3.1.1.2 Lavra em tiras (Strip Mining)

O método aqui descrito é bastante comum a mineralizações horizontalizadas, com uma cobertura não muito espessa. Esse método é aplicado em lavras de carvão e bauxita, e consiste na retirada de solo em forma de retângulos (tiras) expondo o minério, sendo o estéril depositado na área anteriormente lavrada. Assim gerando uma recuperação do terreno original e possibilitando um menor impacto a geografia local após a exaustão da reserva.

## 3.1.2 Principais Métodos de Lavra Subterrânea

A lavra em subsolo tem uma grande variedade de métodos que buscam a melhor adaptação ao mergulho, azimute, potência e qualidade da rocha encaixante. Aqui serão apresentados os métodos baseados em realce, com auto-portantes, suporte das encaixantes e abatimento. Cada método apresenta diferente produtividade e restrições a seguir enumeradas.

### 3.1.2.1 Métodos com Realce Auto-Portantes

Os realces auto-portantes são representados por métodos como salão e pilar, sub-níveis, VRM (Vertical Retreat Mining) e Bench Stopping, cujos exigem um corpo de minério contínuo, uma rocha encaixante de boa qualidade e são geralmente aplicados a minérios de pouco valor unitário devido a sua baixa recuperação. Por outro lado, apresentam alta produtividade e baixa diluição.

#### 3.1.2.1.1 Pilar e Salão

O método de pilar e salão, é utilizado em corpos tabulares de pouca inclinação com espessura limitada, baseia-se na mineração do corpo intercaladas por pilares do próprio minério deixados para sustentação do teto (Bullack, 1992). Apresenta diversas vantagens tais como flexibilidade, presença de várias frentes, baixa diluição e alta produção com custos moderados, no entanto há menor recuperação devido a necessidade de pilares, alta manutenção e dificuldade na ventilação.

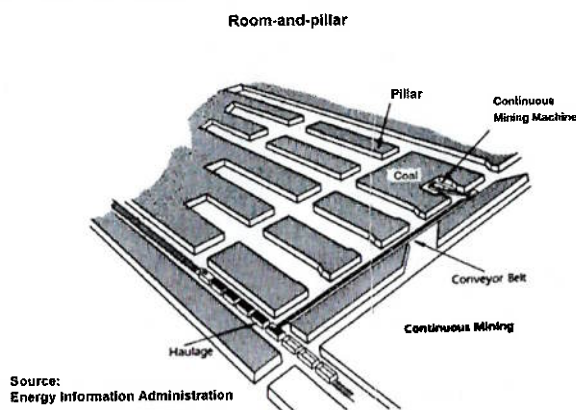


Figura 2 - Exemplo do Método Pilar e Salão;

#### 3.1.2.1.2 Níveis e Sub-níveis

Presente em corpos verticais ou sub-verticais, com potência média a alta, tal método apresenta uma mineração em configuração de realces, com perfuração em leque ou paralela. Assim conforme o progresso da mineração, são deixados realces abertos sustentados por pilares (Pakalnis, T. T., & Hughes, B. P., 1992). Tal método apresenta alta produtividade, relativa segurança e possibilidade de atividades simultâneas, mas também gera alto custo e pouca seletividade.

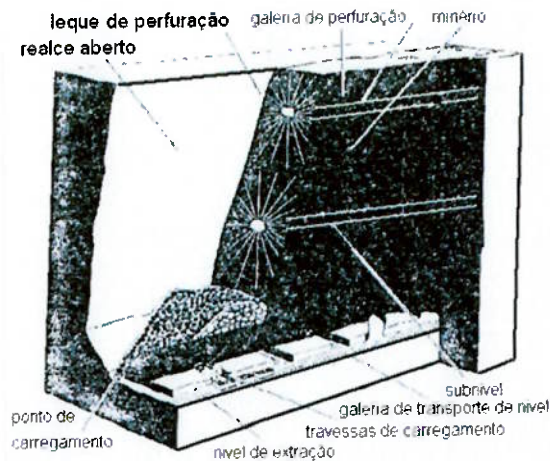


Figura 3 - Exemplo do Método de Sub-níveis;

### 3.1.2.1.3 Vertical Retreat Mining (VRM)

O método apresentado é presente em minerações com corpos verticais ou sub-verticais, com potência média a alta, assim como o método anterior. No entanto sua rocha encaixante pode ter menor qualidade.

É utilizada furação paralela e vertical de baixo para cima e de cima para baixo dividindo os realces em dois, e a direção do fim para o início da galeria, portanto tal método exige alto desenvolvimento prévio a extração e dificuldade na perfuração, o que são ponderados com alta produtividade, recuperação, melhor controle geomecânico do maciço e bom controle da diluição.

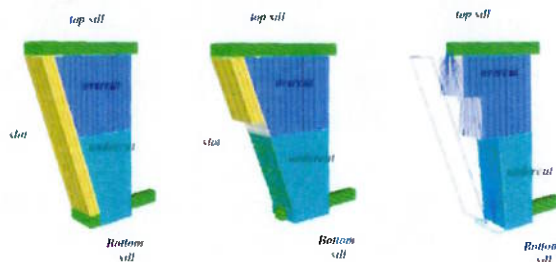


Figura 4 - Exemplo do Método VRM;

### 3.1.2.1.4 Bench Stopping

Tal método é aplicado a mineralizações com corpos verticais ou sub-verticais, com potência média a alta, possibilita uma alta recuperação exigindo um extenso desenvolvimento prévio. As galerias de minério são lavradas até o fim e a lavra é feita em recuo, sendo retirados leques inteiros de uma vez e feito o enchimento após a lavra.

### 3.1.2.2 Métodos com Suporte das Encaixantes

Em geral são métodos com menor produtividade quando comparados com os métodos anteriormente apresentados, isso devido a desmontes menores, maior número de atividades conjugadas e dificuldades com material de enchimento. Tal variante é utilizada devido a menor qualidade da rocha encaixante restringindo o tamanho e muitas vezes a presença do realce aberto. Em geral são empregados em minérios com alto valor unitário apresentando alta recuperação. São representantes dessa variante métodos como corte e enchimento, por abatimento e paredes longas.

### 3.1.2.2.1 Corte e Enchimento (Cut & Fill)

Método aplicado a mineralizações verticais e sub verticais com distribuição irregular e corpos de baixa a média potência. As rampas de acesso aos corpos são de maior inclinação e a cada fatia horizontal retirada do corpo é feito o enchimento da parte minerada (Stephan, 1992). Assim tal método é aplicado a minérios de alto valor unitário devido a maior quantidade de atividades subsequentes, sendo ideal para ambientes com rocha encaixante de qualidade média.

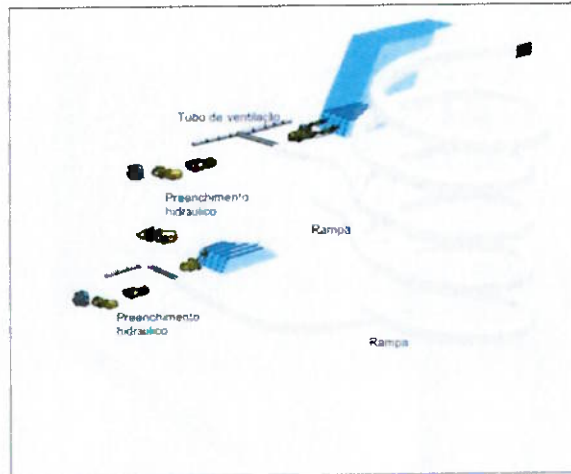


Figura 5 - Exemplo de Corte e Enchimento;

### 3.1.2.3 Mineração por Abatimento

Dentre os métodos aqui apresentados esse é aquele que tem maior produtividade e onde é provocado o colapso do corpo mineralizado, por meio da criação de um vão e devido à má qualidade da rocha encaixante e portadora do minério essa desaba. Como maiores exemplos temos o método de paredes longas (longwall) e abatimento em blocos (block caving).

#### 3.1.2.3.1 Paredes Longas (Longwall)

Método muito utilizado em mineração de carvão se assemelha ao método de pilar e salão, mas devido a sua má qualidade da rocha presente é provocado o colapso do minério. A operação é feita primeiramente por perfuração e desmonte e depois por métodos mecânicos pneumáticos ou hidráulicos (Bessinger, 1992). O baixo custo da operação e alta recuperação são as vantagens mais marcantes deste método que em contrapartida apresenta riscos no controle de poeiras e emissão de gases.

#### 3.1.2.3.2 Abatimento em Blocos (Block Caving)

Em mineralizações espessas e com mergulho acima de 50°, é possível aplicar esse método, que estimula o desabamento do minério de baixo para cima com utilização de explosivos apenas no desmonte inicial e para possíveis desmontes secundários. Esse método apresenta a maior produtividade e menor custo operacional entre os métodos subterrâneos, no entanto promove a subsidência da superfície e air blasts, que ocorrem quando a taxa de retirada de material excede a taxa de propagação da cavidade (Dunstan, G., & Power, G., 1992). Tal método exige um desenvolvimento longo e lento.

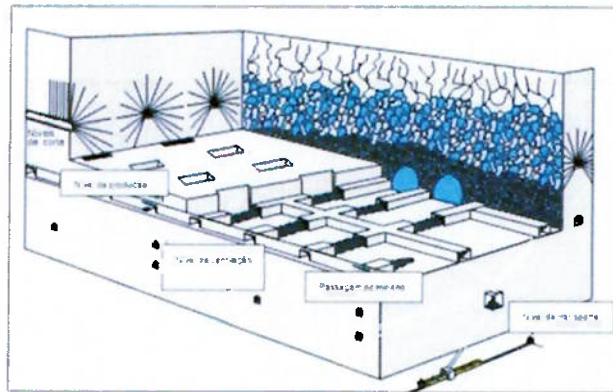


Figura 6 - Método de Abatimento de Blocos;

### 3.2 Relação Estéril Minério

O parâmetro conhecido como relação estéril minério é universalmente utilizado e representa a quantidade de material não econômico que deve ser retirado para descobrir uma unidade de minério (Hartman, 1992).

$$REM = \frac{\text{Quantidade de Esteril Removido}}{\text{Quantidade de Minério recuperado}}$$

Normalmente essa relação é expressa em m<sup>3</sup>/m<sup>3</sup> ou t/t, com variações para depósitos de carvão que normalmente é expresso em m<sup>3</sup>/t.

Para que se obtenha uma relação estéril minério são necessários alguns estudos geotécnicos em que são determinados o ângulo geral de talude em uma cava a céu aberto, ou o desenvolvimento necessário para se liberar um realce em uma mina subterrânea. Tal relação pode ser utilizada como um método de análise da cava ótima em uma mina a céu aberto.

### 3.3 Características Geomecânicas

Como vimos nos itens anteriores muitas das decisões em um método de lavra são consequências das características geomecânicas, tanto da rocha encaixante como da rocha portante.

Ao se escavar o maciço rochoso criasse um alívio nas tensões pré-existentes modificando as linhas de tensão ao redor da escavação assim falhas e juntas presentes na rocha podem se abrir e ocasionar desabamentos indesejados em uma mina.

A fim de se evitar uma situação de risco diversos estudos e ensaios são realizados em laboratórios, tais como ensaio de compressão uniaxial, triaxial, pontual, entre outros. Tais ensaios têm por objetivo quantificar a resistência do maciço, à compressão e à tração. Além disso são quantificadas as famílias de fraturas presentes no maciço resultando em um valor de qualidade da rocha de acordo com a tabela a seguir.

$$RMR = J_{a1} + J_{a2} + J_{a3} + J_{a4} + J_{a5} + J_b;$$

Tabela 1 - Sistema RMR;

**CSIR Geomechanics Classification of Jointed Rock Masses**  
**Classification Parameters and Their Rating**

Parameter		Range of Values					For this low range, UCS is preferred		
1	Strength of intact rock material	>8 MPa	4-8 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa		14-20 MPa	3-14 MPa	1-3 MPa
	Point load strength	>200 MPa	100-200 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa				
2	Rating	15	12	7	4		2	1	0
	Dull rock quality RQD	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%		<25%		
3	Rating	20	17	12	8			3	
	Spacing of joints	>2m	1-2m	0.5-1m	50-300mm			<50mm	
4	Rating	30	25	20	10			5	
	Condition of joints	Very rough surfaces not continuous no separation hand joint wall rock	Slightly rough surfaces separation <1 mm hand joint wall rock	Slightly rough surfaces separation <1 mm hand joint wall rock	Smoothed surfaces or gouge <5mm thick or joints open 1-5mm continuous strike		Soft gouge >5mm thick or joints open >5mm continuous joints		
5	Ground water	Rating	25	20	12	6		0	
		Inflow per 10 m tunnel length	None		<25 l/min	25-125 l/min		>125 l/min	
		Rating	0		0.0-0.2	0.2-0.5		>0.5	
		Joint water pressure (at atmospheric pressure)							
	General condition	Completely dry		Moisture only	Water under moderate pressure		Severe water problems		
Rating		10		7	4			0	

**Rating Adjustment for Joint Orientations**

Strike and dip orientation of joints	Very favorable	Favorable	Fair	unfavorable	Very unfavorable
Rating					
Tunnels	0	-2	-5	-10	-12
Foundations	0	-2	-7	-15	-25
Slopes	0	-2	-25	-50	-60

**The effect of joint strike and dip orientations in tunnelling**

Strike perpendicular to tunnel axis	Strike parallel to tunnel axis	Dip 0° - 20° irrespective of strike
Dive with dip	Dive against dip	
Dip 45° - 90°	Dip 20° - 45°	Dip 45° - 90° Dip 20° - 45°
Very favorable	Favorable	Fair
Favorable	Fair	Unfavorable
Fair	Unfavorable	Very unfavorable

**Rock Mass Classes Determined From Total Ratings**

Rating	100-81	80-61	60-41	40-21	<20
Class No.	I	II	III	IV	V
Description	Very good rock	Good rock	Fair rock	Poor rock	Very poor rock

**Meaning of Rock Mass Classes**

Class No.	I	II	III	IV	V
Average stand-up time	10 year for 5 m span	6 months for 4 m span	1 week for 3 m span	5 hours for 1.5 m span	10 min for 0.5 m span
Compressive strength of the rock mass	>300 MPa	200-300 MPa	150-200 MPa	100-150 MPa	<100 MPa
Friction angle of the rock mass	>45°	40-45°	35-40°	30-35°	<30°

Com esses estudos e a obtenção do RMR é possível estabelecer a qualidade da rocha e assim classifica-la como classe 1, 2, 3, 4, 5 em ordem decrescente de qualidade.

Tabela 2 - Guia de escavação e suporte com base no RMR;

Rock mass class	Excavation	Rock bolts (20 mm diameter, fully grouted)	Shotcrete	Steel sets
I - Very good rock RMR: 81-100	Full face, 3 m advance.	Generally no support required except spot bolting.		
II - Good rock RMR: 61-80	Full face, 1-1.5 m advance. Complete support 20 m from face	Locally, bolts in crown 3 m long, spaced 2.5 m with occasional wire mesh.	50 mm in crown where required.	None.
III - Fair rock RMR: 41-60	Top heading and bench 1.5-3 m advance in top heading. Commence support after each blast. Complete support 10 m from face.	Systematic bolts 4 m long, spaced 1.5-2 m in crown and walls with wire mesh in crown.	50-100 mm in crown and 30 mm in sides.	None
IV - Poor rock RMR: 21-40	Top heading and bench 1.0-1.5 m advance in top heading. Install support concurrently with excavation, 10 m from face.	Systematic bolts 4-5 m long, spaced 1-1.5 m in crown and walls with wire mesh.	100-150 mm in crown and 100 mm in sides.	Light to medium ribs spaced 1.5 m where required.
V - Very poor rock RMR: <20	Multiple drifts 0.5-1.5 m advance in top heading. Install support concurrently with excavation. Shotcrete as soon as possible after blasting.	Systematic bolts 5-6 m long, spaced 1-1.5 m in crown and walls with wire mesh. Bolt invert.	150-200 mm in crown, 150 mm in sides, and 50 mm on face.	Medium to heavy ribs spaced 0.75 m with steel lagging and forepoling if required. Close invert.

A obtenção do RMR, no entanto não é o ponto ótimo dentro de uma análise completa do maciço a ser lavrado, fatores devem ser aplicados para que se obtenha um melhor índice capaz de possibilitar a extração segura do maciço, esses fatores são umidade, stress induzido pela mineração, orientação das juntas e efeitos decorrente de detonações. (Laubscher, 1990), resultando em um novo índice denominado MRMR.

O índice MRMR é usado no ábaco de raio hidráulico que é a relação entre área e perímetro da escavação, somente a área plana da escavação é utilizada se o corpo tem mergulho menor que 45°. Onde o mergulho é maior que 45° a área e orientação da lapa devem ser analisadas junto a direção de maior stress. (Laubscher, 1990)

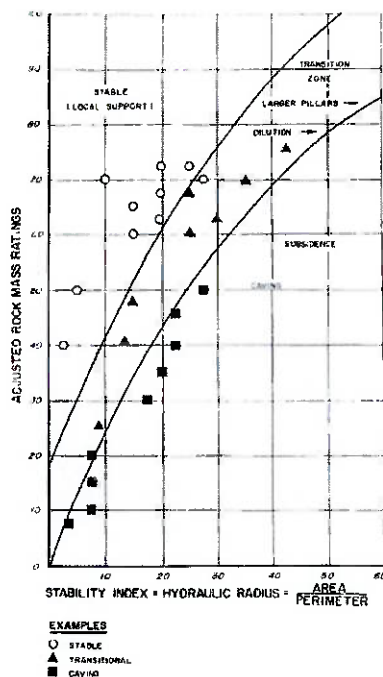


Figura 7 – Ábaco de Raio Hidráulico;

O sistema RMR/MRMR de classificação está em uso desde 1974, é um sistema versátil e compreensível que se espalhou com aceitação por profissionais da mineração (Laubscher, 1990).

### 3.4 Custos de Produção

Um empreendimento mineiro tem como característica o alto investimento e risco em suas atividades, dessa maneira os custos envolvidos devem ser precisos já que sua superestimativa pode causar a inviabilidade do projeto, enquanto que valores adotados abaixo do preço de mercado podem gerar uma quantidade de minério acima da realidade aplicada.

A definição dos custos de operação implica diretamente no teor de corte do depósito. Os custos de operação influenciam diretamente no valor unitário do bloco, resultante do teor de minério menos os custos envolvidos em sua extração.

Alguns custos envolvidos na extração de minério são:

- Custos de capital, são custos aplicados uma vez para construir ou destravar a capacidade de produção; (Whittle, 1992)
- Custos variáveis, são custos que variam proporcionalmente às atividades de mineração e processamento; (Whittle, 1992)
- Custos fixos, são custos periódicos associados a manutenção do nível de produção; (Whittle, 1992)
- Custos terminais, são custos implementados no término da atividade de mineração; (Whittle, 1992)
- Custos gerais e administrativos, são custos associados a manutenção de escritórios e pessoas fora da operação;

No projeto em questão os custos de capital, não serão considerados.

### 3.5 Função Benefício

Os custos e valores de uma unidade de mineração são relacionados, e essa relação é chamada de função benefício. A diferença entre o valor do minério encontrado e os custos gera o valor unitário do bloco.

O estudo aqui apresentado trata de minérios polimetálicos, e para tal análise é utilizada uma função benefício para minerais refinados, ou seja, os custos envolvidos são contabilizados da lavra ao alto-forno, o pagamento recebido pelo empreendimento pago pela empresa do alto-forno pelos seus concentrados é denominado Net Smelter Return (Hartman, 1992).

$$NSR = M(Pf - r) - T - X + Y;$$

X – Penalidade por excesso de um elemento no concentrado;

Y – Credito por produtos com valores recuperados no concentrado;

$Pf - r$  – Preço efetivo do metal depois da dedução dos preços e custos de refino;

T – Custos de tratamento;

M – Metal contido;

O valor do concentrado para a mina é chamado “at-mine-concentrate” (AMT) que é o NSR menos os custos de realização (R) (Hustrulid, W., & Kutcha, M., 1998)

$$AMR = NSR - R;$$

R contabiliza;

- Custos de logística;
- Seguro;
- Comissão a agentes de venda;
- Impostos;

Os valores a serem contabilizados no cálculo do NSR são pré-estabelecidos em contrato entre a mineradora e a empresa do alto-forno.

### 3.6 Otimização de Depósito

A descoberta e exploração de um depósito mineral passa por diversos processos de pesquisa e exploração que delimita uma zona mineralizada e seus entornos com as características geológicas, teor, e outras características necessárias à caracterização do minério como teor de contaminantes e espessura de solo.

Após essa pesquisa é idealizado um modelo de blocos, que é uma representação da área de interesse em blocos retangulares com medidas padronizadas. O modelo de blocos deve conter todos os materiais mineralizados na área de interesse assim como a topografia e os materiais ao redor (Whittle, 1992). Um conjunto de atributos também é inserido ao modelo para que viabilize a valoração de cada bloco.

Com a compilação de todas essas informações em um modelo de blocos, é criado o modelo de bloco econômico que estabelece o net smelter return para cada bloco, e assim possa ser avaliado quanto sua viabilidade econômica. Depois de estabelecido o NSR é feita a otimização em softwares específicos para tal, que usam conceitos como o de Lerchs & Grossmann.

### 3.6.1 Algoritmo de Lerchs – Grossmann

O algoritmo apresentado por Lerchs e Grossmann em 1965 no estudo intitulado “Optimum design of open-pit mine.” ficou conhecido e é utilizado por diversos softwares tais como o utilizado nesse documento o NPV Scheduler feito pela empresa Datamine.

Tal código tem por objetivo final achar um grupo de blocos tal que o lucro, metal contido ou valor marginal seja maximizado, a partir de um estabelecido ângulo geral, custos de lavra e de beneficiamento, recuperação e diluição da operação. Assim tal análise é procedida como a figura a seguir.

É possível notar que cada bloco apresenta um valor unitário, positivo para blocos com lucro, ou valor negativo para blocos sem lucro na extração, assim o programa analisa qual o melhor caminho a ser seguido fazendo a diferença entre o bloco com valor positivo e os blocos a serem retirados para se atingir tal bloco, resultando em um valor, se positivo é contabilizado o pit, se negativo procura-se outro caminho.

Level 1	-1	0	0	0	0	0	0	-1	-1	0	0	0		-1	
Level 2	-1	-1	-2	-1	-1	-2		1	3	2	1	0	-1	-2	
Level 3	-2	-2	-2	-2	-1	-1	2	2	3	-1	-2	-2	-2	-2	
Level 4	-3	-3	-3	-2	0	3	5	3	0	-1	-2	-3	-3	-3	
Level 5	-4	-4	-3	-1	3	2	6	1	1	-1	-3	-3	-4	-4	
Level 6	-4	-4	-3	-1	2	4	5	3	0	-2	Level 2				
Level 7	-5	-5	-5	0	1	2	2	1	-1	-4	Level 3				
Level 8	-5	-5	0	1	2	1	1	-1	-4	-5	Level 4				
Level 9	-6	-6	-2	-1	1	0	-2	-4	-6	-6	Level 5				
Level 10	Optimal Final open-pit depth						4	-4	-7	-7	-8	Level 6			
Level 11	-9	-9	-6	-3	-3	-6	-9	-9	-9	-9	Level 7				

Figura 8 - Open pit ótimo final;

### 3.6.2 Otimização em Lavra Subterrânea

Ao modo que a otimização na lavra a céu aberto contabiliza seus custos, a análise de uma lavra subterrânea também há de conter os custos referentes a tal. Esses custos costumam ser elevados já que em conjunto a exploração do minério a lavra por esse método inclui diversas atividades auxiliares, que tratam de dar segurança à operação seja ela uma segurança física ou de exatidão na extração. Algumas atividades estão listadas abaixo:

- Bater choco;
- Topografia;
- Perfuração;
- Desmonte;
- Drenagem;
- Cabeamento;

Em cada empreendimento tais atividades podem ser excluídas ou outras acrescentadas.

Por se tratar de um ambiente recluso, os custos envolvidos nas atividades padrões e nas atividades auxiliares apresentam maior valor agregado, além do custo intrínseco ao método escolhido que pode agregar maior demanda de desenvolvimento pré-lavra, e também atividades como o enchimento (backfilling).

O sistema utilizado para análise de otimização em lavra subterrânea baseia-se em algumas restrições, tais como mergulhos e azimutes máximos e mínimos do corpo, altura e largura mínima dos realces (stopes), largura dos pilares, altura do pilar entre níveis, teor ou valor

de corte além dos já utilizados na otimização a céu aberto, custo de lavra, de beneficiamento, diluição e recuperação da operação.

Para tal avaliação será utilizado o software Deswik Cad, da empresa Deswik.

#### 4 METODOLOGIA

A análise aqui proposta envolve diversos parâmetros e testes que procuram enumerar e quantificar as diferentes possibilidades de abordagem à escolha de um método de lavra ideal para um depósito polimetálico.

Para tal fim foi feita uma abordagem do problema utilizando a ferramenta de software NPV Scheduler, que possibilitou uma análise financeira de uma cava ótima, capaz de operacionalização no software Deswik Cad retornando um VPL a ser analisado. A opção subterrânea foi discutida utilizando os resultados obtidos no software Deswik Cad também com um resultado em dólares de um VPL.

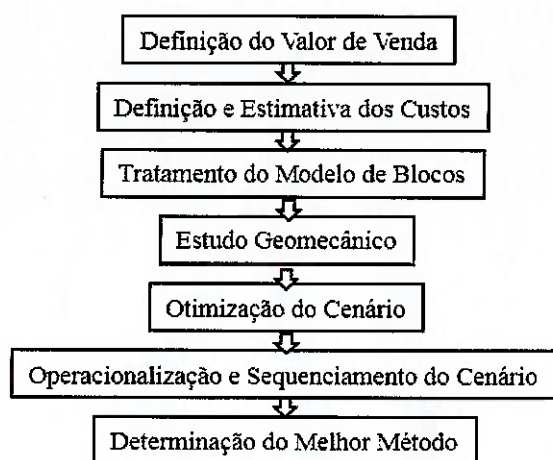


Figura 9 - Metodologia Seguida;

##### 4.1 Definição do Valor de Venda

Os produtos metálicos em sua grande maioria têm seus valores cotados pela bolsa de metais de Londres (London Metal Exchange), e assim podem ter seus valores previstos para análises, como no caso aqui presente, de projetos futuros.

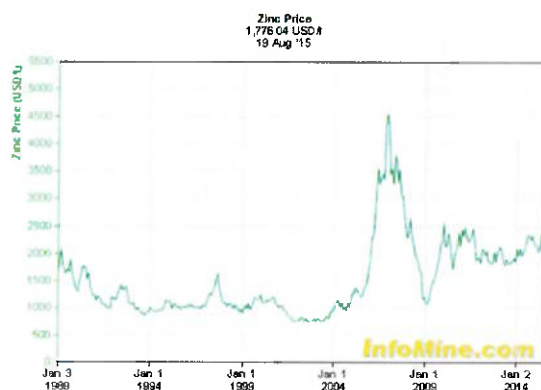


Figura 10 - Variação da LME do Zinco ao longo de 25 anos;

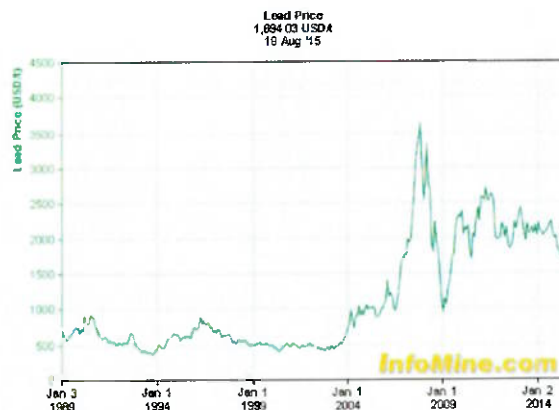


Figura 11 - Variação da LME do Chumbo ao longo de 25 anos;

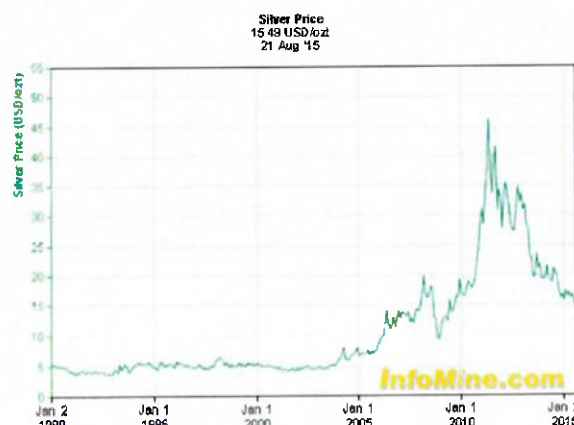


Figura 12 - Variação da LME da Prata ao longo de 25 anos;

Dessa maneira os valores escolhidos foram:

Tabela 3 - Valores LME;

Preços	Valor	Unidade
Zn	3.530	US\$/t
Pb	3.203	US\$/t
Ag	19,1	US\$/oz

## 4.2 Definição dos Custos

Os custos envolvidos em uma atividade mineira são muitas vezes estimados com dificuldade, no caso em análise foram utilizados custos similares ao de outras cavas na região com o mesmo tipo de rocha encaixante o que possibilita uma boa estimativa de custos de transporte e detonação, no entanto outros custos como os de lavra subterrânea e custos administrativos foram extraídos de outros empreendimentos, de conhecimento da empresa responsável.

Os custos aqui envolvidos foram;

- Custo de lavra;
- Custo de beneficiamento;
- Custo gerais e administrativos;
- Custo de refino;
- Custo de logística;

### **4.3 Validação e tratamento do Modelo de Blocos**

O modelo de blocos, que representa os corpos de minério, foi tratado para que tivesse a geometria de cada bloco regular. Foi feito o cálculo do NSR e inserido seu resultado em cada um desses blocos.

Dessa maneira foi possibilitada a otimização os cenários em estudo.

### **4.4 Estudo de Geomecânica**

Foram analisados os estudos geomecânicos já existentes e também analisadas as condições de cavas já abertas e inativas próximas à região de estudo. Os resultados traduzem um ângulo geral a ser seguido, um ângulo de face máximo, além de limitar a largura da berma e altura dos bancos.

As análises geotécnicas para a avaliação subterrânea contemplam fatores com o raio hidráulico, resistência da rocha mineralizada e da encaixante. Assim possibilitando uma melhor análise e determinação do método de lavra.

### **4.5 Obtenção da Cava Ótima**

Utilizando o software NPV Scheduler, da empresa Datamine, foi feita a otimização da cava a céu aberto. Os dados de entrada no software foram o modelo de bloco já tratado, a topografia existente da área, restrições geomecânicas e escala de produção. Assim foi obtido um conjunto de cavas possíveis e escolhida aquela que apresentava a maior reserva e valor presente com uma REM adequada para lavra a céu aberto.

Assim os parâmetros inseridos no software foram;

- Ângulo de talude;
- Produção anual;
- Custo de lavra;
- Custo de beneficiamento;
- Recuperação;
- Diluição;

### **4.6 Operacionalização e Sequenciamento da Cava**

A escolha de uma cava matemática deve ser seguida de um detalhado processo de operacionalização, onde são levados em conta os dados geomecânicos da área, a melhor saída da rampa, de acordo com o destino do material, a largura da rampa, visando a largura dos equipamentos e seus raios de curvatura, bem como o gradiente máximo de operação dos equipamentos que por lá transitarão.

O sequenciamento foi feito no software Deswik Cad e levou em conta restrições de lavra como área de operação dos equipamentos, sequência de pushbaks e ritmo de extração.

### **4.7 Otimização do Cenário Subterrâneo**

Utilizando o software Deswik Cad da empresa Deswik, foi possível a criação de cenários subterrâneos a partir de uma ferramenta chamada Stope Optimizer, tal ferramenta proporciona com base em restrições dadas pelo usuário e características geométricas do corpo um conjunto de realces a serem minerados com lucro, e o valor presente a ser atingido com a mineração dessas áreas.

Os dados inseridos pelo usuário são:

- Mergulho e azimuth do corpo;
- NSR de corte;

- Dimensões mínimas dos realces;
- Altura dos Níveis;

#### **4.8 Operacionalização e Sequenciamento do Cenário Subterrâneo**

Após a análise dos realces resultantes da otimização foi feito o desenho dos acessos subterrâneos, assumidas as premissas de produção, restrições dos métodos escolhidos e das restrições dos equipamentos e foi sequenciado no software Deswik Cad.

#### **4.9 Otimização do Cenário Combinado**

O processo utilizado para obtenção da cava desse cenário foi realizado no software NPV Scheduler, onde além dos inputs já demonstrados na otimização do cenário a céu aberto foi colocada a opção do cenário subterrâneo, onde o software entende que os blocos podem ser extraídos das duas maneiras e realiza a comparação entre os dois.

Após completar a otimização da cava foi realizada sua operacionalização e transladada 20 metros para baixo com a finalidade de criar um pilar de sustentação para a transição para a lavra subterrânea os blocos abaixo desse nível foram marcados e foi realizada sua otimização pelo software Deswik CAD com a ferramenta anteriormente descrita, resultando em alguns possíveis realces que foram também operacionalizados.

#### **4.10 Operacionalização e Sequenciamento do Cenário Combinado**

Foi feita a operacionalização e sequenciamento obedecendo as restrições já referidas para os cenários individuais além de assumir um início do cenário subterrâneo somente após o término da extração a céu aberto devido ao impacto do desmonte na geomecânica do maciço.

#### **4.11 Determinação do Melhor Método**

Os resultados obtidos das análises acima descritas são apresentados não só em termos financeiros, mas também com quantificação das reservas a serem extraídas em cada método.

Todo engenheiro de minas tem por dever ético com a sociedade possibilitar a extração da maior reserva mineral possível de modo a possibilitar o acesso à humanidade.

Com esses fatores em mente foi feita uma análise de retorno financeiro, sem levar em conta o capex, e com a maior liberação possível de minério.

### **5 APLICAÇÃO DA METODOLOGIA**

#### **5.1 Cálculo do Net Smelter Return (NSR)**

O cálculo do NSR foi feito por meio de uma função que tomou como base os seguintes valores:

Tabela 4 - Valores Inseridos na Função do NSR;

Preços	Valor	Unidade
Zn	3.530	US\$/t
Pb	3.203	US\$/t
TC Zn	243	US\$/t con
TC Pb	220	US\$/t con
Ag	19,1	US\$/oz
Logística Zn	83,83	US\$/t con
Logística Pb	83,83	US\$/t con
Planta	Valor	Unidade
Circuito de Zn		
Recuperação	74,0	%
Teor No concentrado	52,0	%
Ag recuperada	15,0	%
Circuito de Pb		
Recuperação	80,0	%
Teor no Concentrado	64,0	%
Ag recuperada	58,0	%

Essa função calcula o NSR total com base nas recuperações de cada material em seu circuito assim como leva em conta o teor de prata contido no concentrado de cada material a entrar como prêmio na conta do NSR.

As etapas de cálculo são as seguintes:

1. Estabelece-se os valores base, de preço, recuperação dos materiais de interesse assim como o preço de frete de cada concentrado;

LMEZN=2.353 – preço do zinco;

LMEPB=2.135 – preço do chumbo;

AGPRICE=19,1 – preço da prata;

TCZN=243 – prêmio pela presença de prata no concentrado de zinco;

TCPB=220 – prêmio pela presença de prata no concentrado de chumbo;

IF (LITO<=2) – litologias de interesse tem código 1 e 2;

ZNGRADE=52 – teor do concentrado de zinco, %;

PBGRADE=64 – teor do concentrado de chumbo, %;

ZNRECO=74 – recuperação do zinco na planta, %;

PBRECO=80 – recuperação do chumbo na planta, %;

AGZN=15 – recuperação da prata no concentrado de zinco, %;

AGPB=58 – recuperação da prata no concentrado de chumbo, %;

ELSE – para as litologias que não são de interesse;

NSR=0 – Net Smelter Return recebe o valor zero;

END

FREIGHTZN=83,83 – valor do frete de zinco para o refino;

FREIGHTPB=83,83 – valor do frete de chumbo para exportação;

2. Estabelecimento do NSR do Zinco;

TON=XINC\*YINC\*ZINC\*DENSITY - massa do bloco, XINC, YINC e ZINC são dimensões X, Y e Z do bloco;

IF (LITO<=2) – para as litologias de interesse;

$ZNPAY = \text{MIN} (ZNGRADE * 0,85, ZNGRADE - 8) / 100 * LMEZN$  - receita de zinco, os valores de 85% e 8 representam deduções no concentrado de zinco devido à fundição e refino;

$AG\_CONZN = AG\_PPM * AGZN / 100 / (ZN\_PCT / 100 * ZNRECO / 100) * ZNGRADE / 100 / 31,1035$  - prata contida no zinco;

IF (AG\_CONZN > 3)

$AGPAY\_ZN = (AG\_CONZN - 3) * 0,7 * AGPRICE$  - receita da prata no concentrado de zinco;

ELSE

$AGPAY\_ZN = 0$  - se o valor de  $AGPAY\_ZN$  for menor que 3 não será contabilizado o prêmio;

END

$NSRZN = (ZNPAY + AGPAY\_ZN - TCZN - FREIGHTZN) * ZN\_PCT / 100 * ZNRECO / ZNGRADE$  - valor do NSR do zinco;

### 3. Cálculo do NSR do Chumbo;

$PBPAY = \text{MIN} (PBGRADE * 0,95, PBGRADE - 3) / 100 * LMEPB$  - receita do chumbo, os valores 95% e 3 representam deduções no concentrado de chumbo devido à fundição e refino;

$AG\_CONPB = AG\_PPM * AGPB / 100 / (PB\_PCT / 100 * PBRECO / 100) * PBGRADE / 100 / 31,1035$  - prata contida no chumbo;

IF (AG\_CONPB > 1,6)

$AGPAY\_PB = \text{MIN} (AG\_CONPB * 0,95, AG\_CONPB - 1,6) * (AGPRICE - 0,35)$  - receita da prata no concentrado de chumbo;

ELSE

$AGPAY\_PB = 0$  - se o valor de  $AGPAY\_PB$  for menor que 1,6 não será contabilizado o prêmio;

END

$NSRPB = (PBPAY + AGPAY\_PB - TCPB - FREIGHTPB) * PB\_PCT / 100 * PBRECO / PBGRADE$  - valor do NSR do chumbo;

### 4. Valor final do NSR global;

$NSR = (NSRZN + NSRPB) * (1 - CFEM)$  - valor final do NSR com dedução da CFEM de 2%;

Com essa sequência de cálculo é possível obter um valor de NSR que será aplicado no modelo de blocos para a otimização dos cenários.

## 5.2 Caracterização Geomecânica

Foram feitos ensaios uniaxial, calculado o módulo de Young, ensaios triaxiais, com amostras de furos de sondagem com 47 mm de diâmetro e cortadas na proporção (altura/diâmetro) 2:1 para a obtenção de corpos de prova. Já o ensaio de tração indireta foi realizado com corpos de prova de relação 1:1 (altura/diâmetro). Foram realizados 10 ensaios de compressão uniaxial, 10 ensaios de tração indireta e 6 ensaios de compressão triaxial.

O ensaio de compressão uniaxial e triaxial foi realizado em um prensa servo-controlada da marca Controls, com 200 t de capacidade controle de carga de 500 N/s, já o ensaio de

tração indireta foi realizado na mesma prensa, mas com controle de carga de 250 N/s, o ensaio triaxial foi realizado com três tensões de confinamento 1,3 e 10 MPa. O módulo de Young foi calculado utilizando o módulo médio, onde foi calculada a relação de tensão e deformação no valor de 50% da tensão máxima admissível.

Assim obtivemos os seguintes valores.

Tabela 5 - Resistência à Compressão Uniaxial;

	Conglomerado	Arenito	Minério
Média	58,67	79,13	86,88
Desvio Padrão	14,07	26,27	29,55

Tabela 6 - Módulo de Young;

	Conglomerado	Arenito	Minério
Média	6,3	7,16	6,9
Desvio Padrão	0,81	2,69	0,99

Tabela 7 - Resultados dos Ensaio de Compressão Triaxial;

	Conglomerado	Arenito	Minério
1 Mpa	76,51	107,91	127,21
3 Mpa	106,08	129,25	155,6
10 Mpa	140,05	144,74	200,11

Tabela 8 - Resultados do Ensaio de Tração Indireta;

	Conglomerado	Arenito	Minério
Resistência Média	6,77	8,34	8,23

Com isso foi possível fazer o cálculo de MRMR que levou em conta os seguintes parâmetros:

Tabela 9 - Parâmetros de Ajuste do MRMR;

Adjustments applied	
Weathering	100
Joint Orientation	90
Mining Induced Stress	100
Blasting Effects	94
Total Adjustment	85

E assim foi possível estabelecer os valores MRMR para cada litologia;

Tabela 10 - RMR, Classe e MRMR para cada litologia;

Conglomerado				Arenito			Minério		
RQD	RMR	Classe	MRMR	RMR	Classe	MRMR	RMR	Classe	MRMR
90	69	2B	58	67	2B	56	69	2B	58
70	60	3A	50	58	3A	48	60	3A	50
60	51	3A	42	-	-	-	-	-	-
50	-	-	-	54	3A	45	-	-	-
40	53	3A	44	51	3A	42	-	-	-

Dessa maneira foi possível utilizando-se o ábaco de raio hidráulico a se estabelecer uma relação entre as medidas dos realces e a MRMR.

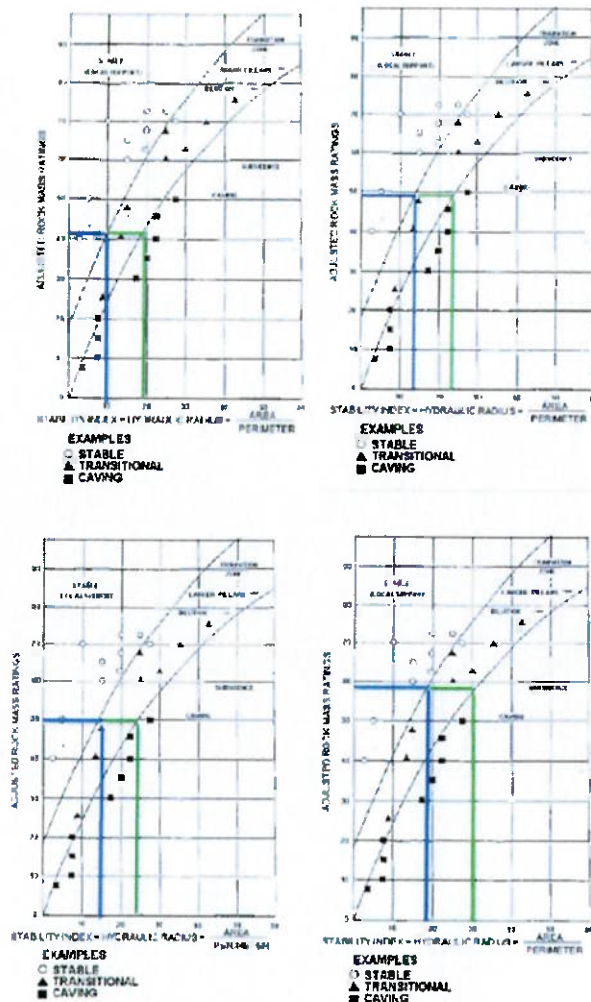


Figura 13 - Ábacos para as MRMR 42,48,50,58 respectivamente;

De acordo com os ábacos apresentados é possível notar que a situação mais instável da mina com MRMR de 42 fornece um raio hidráulico de 10.

A análise da geomecânica para o cenário a céu aberto foi concluída pela observação das cavas já existentes na região, e baseada nos dados acima descritos.

A área em análise se encaixa na região de classe 2B com RMR mínimo de 67 e máximo de 69 assim o resultado nos proporcionou um ângulo geral de 70° com bancadas de 10 metros de altura e berma de 4,66 metros.

### 5.3 Cenário de Lavra a Céu Aberto

#### 5.3.1 Estimativa do NSR de corte

Partindo da análise do NSR obtivemos um valor após o alto forno para cada bloco. No processo de otimização da lavra a céu aberto temos de levar em conta os custos de lavra para cada tonelada de ROM.

Partindo da análise de custos temos o seguinte processo

NSR de corte = Custo de Lavra + Custo de Beneficiamento;

Com os custos estabelecidos em:

Tabela 11 – Custos do Cenário Céu Aberto;

Custos	US\$/t
Lavra	1,67
Beneficiamento	6

Resultando em um NSR de corte de US\$ 7,67.

### 5.3.2 Otimização de Cava

Entrando com o modelo de blocos no software NPV Scheduler foi possível dar início a otimização de cava. Dentro do software foram colocadas as restrições de ângulo geral, custo de lavra, custo de beneficiamento, custos de rejeito, custos administrativos, a diluição de 10 % e a recuperação de 95%. Feita a otimização foram obtidos os seguintes cenários.

Tabela 12 - Cenários criados no NPV Scheduler;

FASE	ROCHA	ORE	WASTE	REM	ZN CONT	ZN %	PB CONT	PB %
Pit 1 (8) 8.00%	1,689,379	200,219	1,489,160	7.44	4,063	2.03%	16,502	8.24%
Pit 2 (9) 9.00%	3,212,345	554,005	2,658,340	4.80	12,556	2.27%	29,798	5.38%
Pit 3 (10) 10.00%	3,558,948	629,010	2,929,938	4.66	14,038	2.23%	32,503	5.17%
Pit 43 (50) 50.00%	52,191,917	11,450,116	40,741,801	3.56	156,763	1.37%	273,893	2.39%
Pit 44 (51) 51.00%	60,209,068	12,611,973	47,597,095	3.77	175,157	1.39%	292,390	2.32%
Pit 45 (52) 52.00%	60,524,383	12,665,551	47,858,832	3.78	175,575	1.39%	293,409	2.32%
Pit 46 (53) 53.00%	62,159,953	12,891,003	49,268,950	3.82	178,417	1.38%	297,685	2.31%
Pit 47 (54) 54.00%	62,287,864	12,912,080	49,375,784	3.82	178,560	1.38%	298,056	2.31%
Pit 48 (55) 55.00%	62,602,009	12,959,888	49,642,121	3.83	179,056	1.38%	298,859	2.31%
Pit 49 (56) 56.00%	62,984,667	13,013,849	49,970,818	3.84	179,812	1.38%	299,723	2.30%
Pit 50 (57) 57.00%	63,213,916	13,050,678	50,163,238	3.84	180,237	1.38%	300,303	2.30%
Pit 51 (58) 58.00%	63,281,794	13,060,966	50,220,828	3.85	180,306	1.38%	300,464	2.30%
Pit 52 (59) 59.00%	63,619,050	13,104,037	50,515,013	3.85	180,788	1.38%	301,274	2.30%
Pit 53 (60) 60.00%	63,753,880	13,129,537	50,624,343	3.86	180,908	1.38%	301,692	2.30%
Pit 54 (61) 61.00%	64,289,688	13,195,348	51,094,340	3.87	181,935	1.38%	302,771	2.29%
Pit 55 (62) 62.00%	64,513,155	13,224,884	51,288,271	3.88	182,238	1.38%	303,282	2.29%
Pit 56 (63) 63.00%	64,721,354	13,256,930	51,464,424	3.88	182,633	1.38%	303,746	2.29%
Pit 57 (64) 64.00%	64,787,408	13,269,232	51,518,176	3.88	182,775	1.38%	303,900	2.29%
Pit 58 (65) 65.00%	64,989,886	13,297,247	51,692,639	3.89	183,060	1.38%	304,345	2.29%
Pit 59 (66) 66.00%	71,886,951	14,128,261	57,758,690	4.09	183,710	1.30%	325,037	2.30%
Pit 60 (67) 67.00%	73,791,678	14,443,365	59,348,313	4.11	186,610	1.29%	329,917	2.28%
Pit 61 (68) 68.00%	74,036,922	14,481,123	59,555,799	4.11	186,956	1.29%	330,556	2.28%
Pit 62 (69) 69.00%	75,807,689	14,840,943	60,966,746	4.11	187,366	1.26%	337,497	2.27%
Pit 63 (70) 70.00%	75,869,174	14,851,507	61,017,667	4.11	187,493	1.26%	337,634	2.27%
Pit 64 (71) 71.00%	76,764,967	14,965,298	61,799,669	4.13	188,482	1.26%	339,510	2.27%
Pit 85 (92) 92.00%	84,118,252	15,765,873	68,352,379	4.34	195,220	1.24%	355,813	2.26%
Pit 86 (93) 93.00%	84,142,295	15,769,356	68,372,939	4.34	195,226	1.24%	355,874	2.26%
Pit 87 (94) 94.00%	84,336,074	15,785,385	68,550,689	4.34	195,460	1.24%	356,160	2.26%
Pit 88 (95) 95.00%	84,506,470	15,806,385	68,700,085	4.35	195,830	1.24%	356,367	2.25%
Pit 89 (96) 96.00%	84,532,609	15,808,850	68,723,759	4.35	195,837	1.24%	356,412	2.25%
Pit 90 (97) 97.00%	84,592,380	15,816,062	68,776,318	4.35	195,869	1.24%	356,563	2.25%
Pit 91 (98) 98.00%	84,602,789	15,817,089	68,785,700	4.35	195,874	1.24%	356,575	2.25%
Pit 92 (99) 99.00%	84,646,376	15,821,189	68,825,187	4.35	195,904	1.24%	356,661	2.25%
Pit 93 (100) 100.00%	84,976,133	15,858,403	69,117,730	4.36	196,243	1.24%	357,242	2.25%

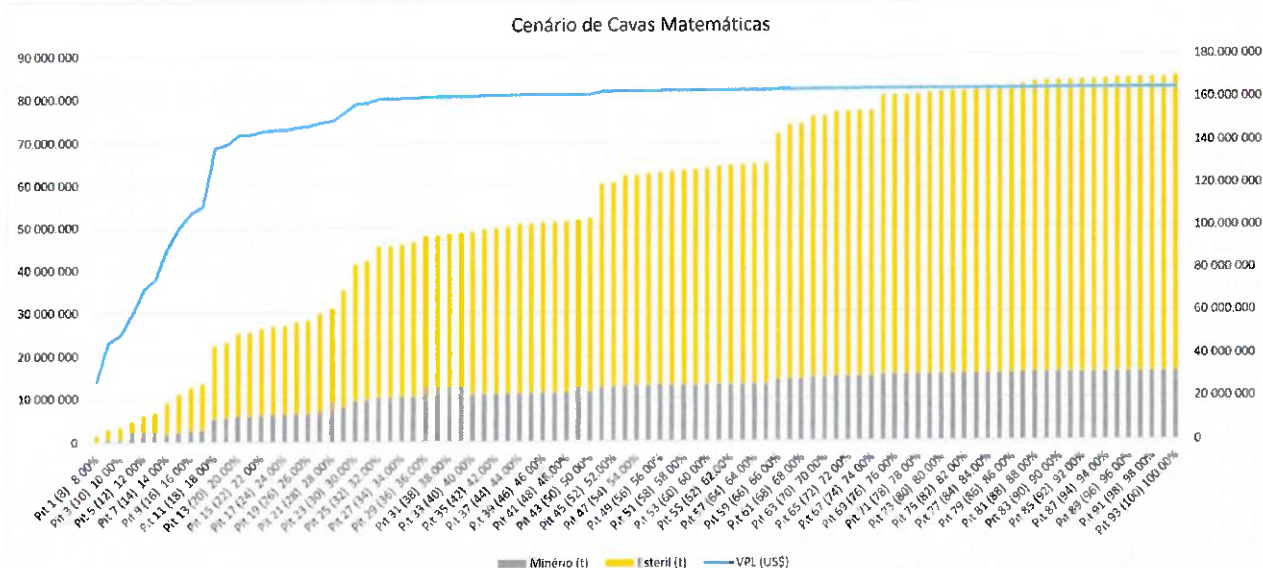


Figura 14 - Variação do VPL com a variação da quantidade de minério e estéril;

É possível notar diversos cenários onde o seu lucro seria diferente para cada um. Nesse estudo foi escolhido o cenário de número 60 pois apresentou uma REM de 4,11 um teor de zinco de 1,29% e chumbo com 2,28%, assim como sua boa representatividade em comparação com o cenário máximo.

Com isso a cava escolhida apresenta 14.443.365 toneladas de minério e 59.384.313 toneladas de estéril.

### 5.3.3 Operacionalização e Sequenciamento da Mina a Céu Aberto;

Com a realização dos estudos matemáticos pode-se obter uma base para a operacionalização da cava que é um processo de desenho da parede final do pit com as suas características de altura de bancada, berma, inclinação da rampa e largura da rampa, assim os parâmetros utilizados foram:

Tabela 13 - Características da Cava a Céu Aberto;

Open Pit	Dimenssão	Unidade
Ângulo Geral	70	graus
Altura do Banco	10	m
Berma	4,6	m
Largura da rampa	12	m
Inclinação da Rampa	10	%

Após a operacionalização foi feita a comparação com a cava matemática para se garantir uma aderência mínima de 10% à cava matemática.

Tabela 14 - Comparação da cava operacional e a matemática;

Cava	Massa tota (t)	Minério (t)	Estéril (t)	REM
Pit 60 (67) 67.00%	73.791.678	14.443.365	59.348.313	4,11
Operacional	77.437.491	14.310.326	63.127.165	4,41
Variação	5%	-1%	6%	

É possível notar uma perda na massa de minério e um aumento da massa de estéril resultando em uma variação global de 5% dentro dos limites impostos de 10%. Tal variação se faz presente devido ao processo de operacionalização que contempla a inserção de elementos e restrições à cava gerando uma maior dificuldade de se extrair toda a massa otimizada.

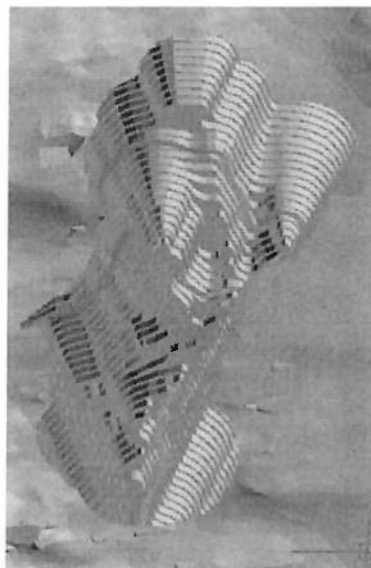


Figura 15 - Cava operacional;

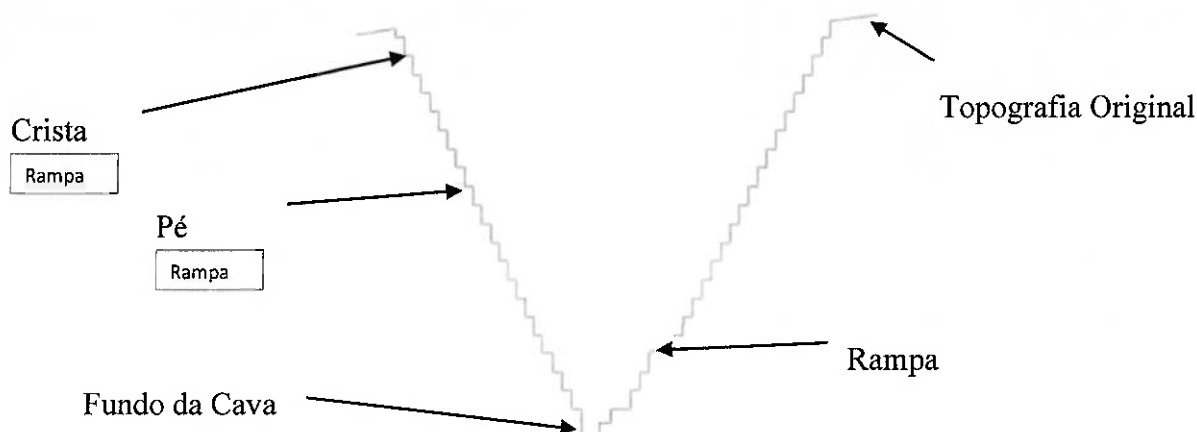


Figura 16 - Características da Cava Operacional;

Após a operacionalização da cava a ser minerada, será possível a partir do uso do software Deswik Cad fazer o sequenciamento da área com o retorno de um VPL estimado.

Tabela 15 - Sequenciamento do Cenário a Céu Aberto;

	ANO 1	ANO 2	ANO 3	ANO 4	ANO 5	ANO 6	ANO 7	ANO 8	ANO 9	ANO 10	ANO 11	ANO 12	ANO 13	ANO 14
Movimentação Total (t)	9.813.650	11.525.919	12.120.000	10.256.312	4.888.170	3.565.416	4.410.903	3.683.993	4.707.305	2.890.704	3.446.963	3.017.903	2.511.600	514.916
Minério (t)	0	840.000	1.320.000	1.182.000	1.140.000	1.200.000	1.110.000	1.170.000	1.350.000	1.104.000	1.200.000	1.200.000	1.260.000	234.326
Estéril (t)	9.813.650	10.685.919	10.800.000	9.074.312	3.748.170	2.365.416	3.300.903	2.513.993	3.357.305	1.786.704	2.246.963	1.817.903	1.251.600	280.590
NSR (US\$/t ROM)	0	77	76	103	74	64	56	58	57	62	72	74	69	60
Custo de Lavra (US\$)	0	19.248.285	20.240.400	17.128.041	8.163.245	5.954.245	7.366.208	6.152.269	7.861.200	4.827.476	5.756.428	5.039.898	4.194.373	859.910
Custo de Beneficiamento (US\$)	0	5.040.000	7.920.000	7.092.000	6.840.000	7.200.000	6.660.000	7.020.000	8.100.000	6.624.000	7.200.000	7.200.000	7.560.000	1.405.956
Custos (US\$)	0	24.288.285	28.160.400	24.220.041	15.003.245	13.154.245	14.026.208	13.172.269	15.961.200	11.451.476	12.956.428	12.239.898	11.754.373	2.265.866
Receita (US\$)	0	64.976.665	99.770.792	121.279.421	84.646.160	76.681.975	61.626.714	67.315.523	77.356.977	68.796.762	86.176.651	88.799.297	86.665.764	13.999.343
Lucro Líquido (US\$)	0	40.688.380	71.610.392	97.059.379	69.642.915	63.527.730	47.600.506	54.143.254	61.395.777	57.345.287	73.220.223	76.559.399	74.911.391	11.733.476
VPL (US\$)	430.735.282													

## 5.4 Cenário de Lavra Subterrânea

### 5.4.1 Estimativa de NSR de Corte

Partindo da análise do NSR obtivemos um valor após o alto forno para cada bloco. No processo de otimização da lavra subterrânea temos de levar em conta os custos de lavra para cada tonelada do mineral, além de suas condições geomecânicas.

Partindo da análise de custos temos o seguinte processo

NSR de corte = Custo de Lavra + Custo de Beneficiamento;

Com os custos estabelecidos em:

Tabela 16 – Custos do Cenário Subterrâneo;

Custos	US\$/t
Lavra	6
Beneficiamento	6

Dessa maneira o NSR de corte utilizado foi de US\$ 12,00.

#### 5.4.2 Otimização Subterrânea

Com base nas análises geomecânicas apresentadas foi possível estabelecer dois métodos de mineração o VRM e o Bench Stopping, e assim procedeu-se a otimização subterrânea.

A partir do modelo de blocos já tratado foram inseridas no software as limitações geomecânicas como azimuth máximo e mínimo, mergulho máximo e mínimo, dimensões dos níveis de 75 metros com sub-níveis de 25 metros, dimensões dos realces de 25 metros de altura e 12,5 metros de comprimento e o já estabelecido NSR de corte.

Resultando nos realces apresentados abaixo.

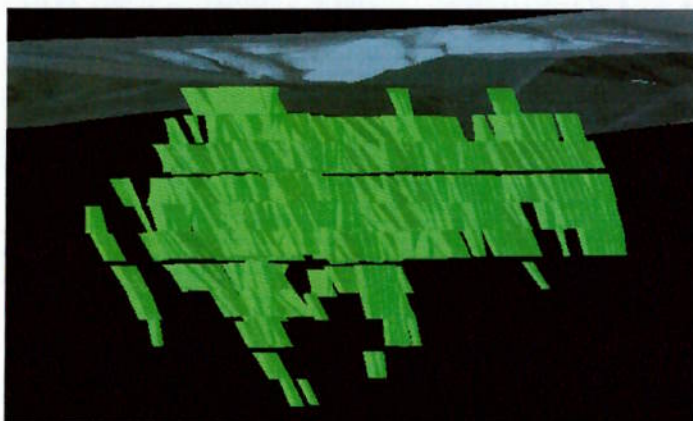


Figura 17 - Realces economicamente viáveis;

O cenário obtido com a otimização subterrânea gerou uma massa de 13.613.940 toneladas de minério e 1.445.594 toneladas de estéril.

#### 5.4.3 Operacionalização e Sequenciamento da Mina Subterrânea

Partindo dos blocos resultantes da otimização foi possível dar início a operacionalização do cenário subterrâneo com dimensões descritas abaixo.

Tabela 17 - Premissas de Desenho da Mina;

Rampa	Dimensão	Unidade
Altura	5	m
Largura	6	m
Gradiente	14	%
Raio de Curvatura	25	m
Taxa de Produção	60	m/mês
Distância do Corpo	25	m
Travessas e Galerias	Dimensão	Unidade
Altura	5	m
Largura	5	m
Gradiente	1	%
Taxa de Produção	80	m/mês

Partindo das dimensões descritas foi possível realizar o desenho do desenvolvimento a ser realizado para se garantir a extração do minério de forma segura e economicamente viável.

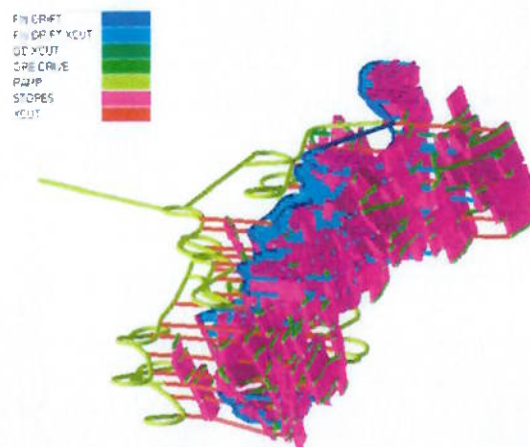


Figura 18 - Mina Subterrânea;

Com o desenvolvimento primário para a mina subterrânea de 49.916 metros de extensão, podemos realizar o sequenciamento da operação assumindo uma produção de 1.200.000 toneladas de minério por ano resultando no seguinte cenário apresentado na Tabela 11. Tal cenário foi criado com base nos dados já apresentados e exigindo uma sequência de mineração de maneira ascendente onde um sub-nível só seria iniciado depois do término da lavra do sub-nível inferior a esse. Foram escolhidos dois métodos de lavra o VRM e o Bench Stopping, sendo o primeiro para realces de menor potência e o segundo para realces com maior potência.

Tabela 18 - Sequenciamento do Cenário Subterrâneo;

	ANO 1	ANO 2	ANO 3	ANO 4	ANO 5	ANO 6	ANO 7	ANO 8	ANO 9	ANO 10	ANO 11	ANO 12
Movimentação Total (t)	294.130	1.148.602	1.359.368	1.618.314	1.651.185	1.601.448	1.432.796	1.435.195	1.396.532	1.170.752	533.536	266.645
Minério (t)	89.172	885.554	1.111.805	1.253.881	1.134.205	1.254.955	1.193.536	1.230.963	1.163.642	948.570	484.818	227.252
Estéril (t)	204.958	263.048	247.563	364.433	516.981	346.493	239.260	204.232	232.890	222.182	48.718	39.393
NSR (US\$/t ROM)	66	73	81	85	71	67	70	62	70	61	59	77
Custo de Lavra (US\$)	0	6.891.610	8.156.206	9.709.886	9.907.112	9.608.690	8.596.776	8.611.170	8.379.193	7.024.510	3.201.216	1.599.871
Custo de Beneficiamento (US\$)	535.033	5.313.324	6.670.828	7.523.286	6.805.228	7.529.732	7.161.214	7.385.779	6.981.852	5.691.418	2.908.910	1.363.510
Custos (US\$)	535.033	12.204.934	14.827.034	17.233.172	16.712.340	17.138.423	15.757.990	15.996.949	15.361.045	12.715.927	6.110.126	2.963.381
Receita (US\$)	5.893.136	64.653.399	90.165.515	107.100.418	80.881.485	84.666.233	83.569.426	76.809.716	81.561.883	57.709.270	28.667.053	17.555.481
Lucro Líquido (US\$)	5.358.104	52.448.465	75.338.481	89.867.246	64.169.145	67.527.810	67.811.436	60.812.767	66.200.837	44.993.343	22.556.927	14.592.100
VPL (US\$)	390.820.883											

## 5.5 Cenário Combinado

### 5.5.1 Otimização da Cava a Céu Aberto

Foi realizada a otimização da cava a céu aberto com o uso do software NPV Scheduler utilizando a opção do cenário subterrâneo. O software produziu algumas cavas matemáticas e foi escolhida a de número 53, que apresentou 6.790.215 toneladas de minério e 23.077.292 toneladas de estéril.

Tabela 19 - Cenário de Cavas Matemáticas;

FASE	ROCHA	MINÉRIO	ESTÉRIL	REM	ZN CONT	ZN %	PB CONT	PB %
Pit 1 (8)	794.457	70.496	723.961	10,27	2.250	3,19%	7.652	10,85%
Pit 2 (9)	1.304.102	201.942	1.102.160	5,46	6.411	3,17%	11.949	5,92%
Pit 3 (10)	1.409.494	227.147	1.182.347	5,21	7.517	3,31%	12.404	5,46%
Pit 40 (47)	5.492.145	986.424	4.505.721	4,57	15.354	1,56%	35.281	3,58%
Pit 41 (48)	5.580.955	1.028.113	4.552.842	4,43	15.798	1,54%	36.558	3,56%
Pit 42 (49)	5.609.198	1.035.601	4.573.597	4,42	15.833	1,53%	36.721	3,55%
Pit 43 (50)	5.647.868	1.049.967	4.597.901	4,38	15.985	1,52%	37.164	3,54%
Pit 44 (51)	8.378.679	1.689.418	6.689.261	3,96	25.555	1,51%	48.539	2,87%
Pit 45 (52)	8.818.577	1.810.467	7.008.110	3,87	27.313	1,51%	50.733	2,80%
Pit 46 (53)	8.979.214	1.853.468	7.125.746	3,84	27.905	1,51%	51.532	2,78%
Pit 47 (54)	9.387.567	1.963.117	7.424.450	3,78	29.557	1,51%	53.323	2,72%
Pit 48 (55)	9.687.918	2.013.605	7.674.313	3,81	29.884	1,48%	54.776	2,72%
Pit 49 (56)	13.085.787	3.080.787	10.005.000	3,25	49.260	1,60%	77.214	2,51%
Pit 50 (57)	15.695.222	3.766.581	11.928.641	3,17	63.553	1,69%	88.316	2,34%
Pit 51 (58)	22.160.888	4.970.535	17.190.353	3,46	76.911	1,55%	115.504	2,32%
Pit 52 (59)	23.784.219	5.315.606	18.468.613	3,47	81.988	1,54%	121.057	2,28%
Pit 53 (60)	29.867.507	6.790.215	23.077.292	3,40	103.413	1,52%	151.894	2,24%
Pit 54 (61)	30.108.033	6.851.968	23.256.065	3,39	104.270	1,52%	153.113	2,23%
Pit 55 (62)	30.288.938	6.903.752	23.385.186	3,39	105.015	1,52%	154.527	2,24%
Pit 56 (63)	30.990.880	7.123.592	23.867.288	3,35	107.910	1,51%	159.863	2,24%
Pit 57 (64)	32.974.435	7.631.322	25.343.113	3,32	114.106	1,50%	168.749	2,21%
Pit 58 (65)	33.456.414	7.783.503	25.672.911	3,30	116.954	1,50%	172.808	2,22%
Pit 90 (97)	72.214.804	14.306.546	57.908.258	4,05	182.331	1,27%	335.423	2,34%
Pit 91 (98)	72.461.758	14.339.018	58.122.740	4,05	182.478	1,27%	336.654	2,35%
Pit 92 (99)	73.841.304	14.555.693	59.285.611	4,07	184.508	1,27%	340.194	2,34%
Pit 93 (100)	74.218.765	14.602.029	59.616.736	4,08	185.016	1,27%	341.130	2,34%

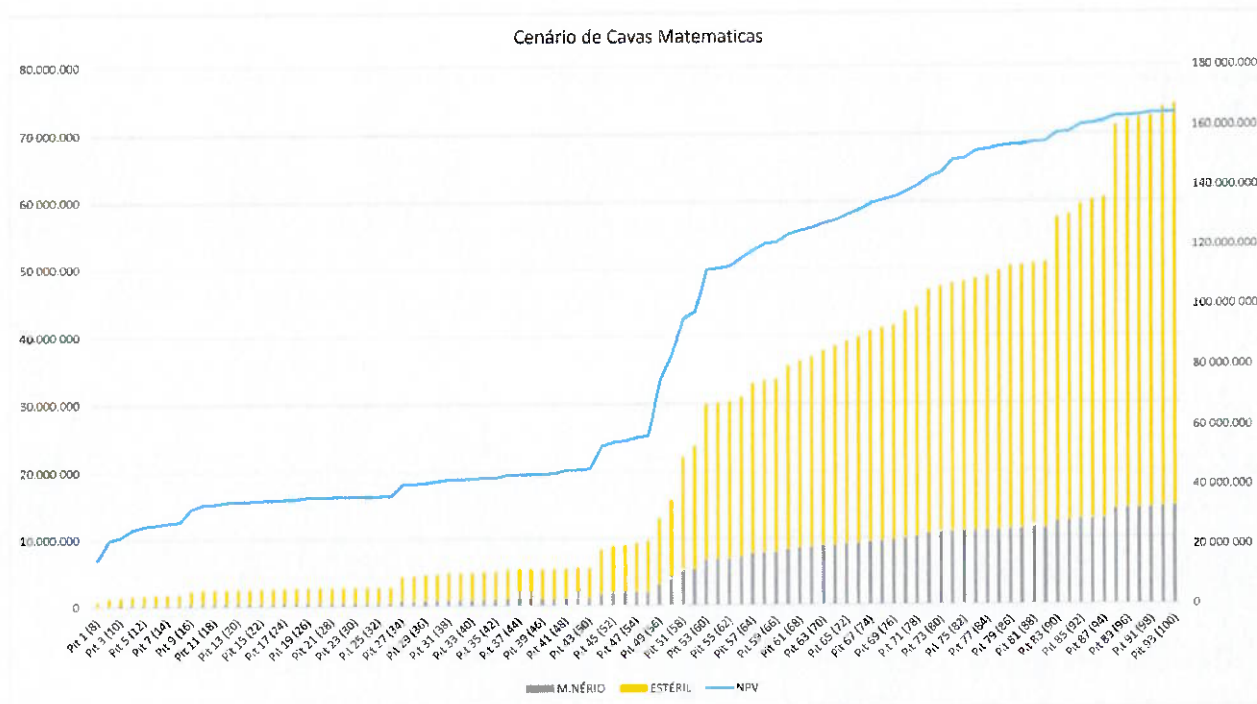


Figura 19 - Variação do VPL com a variação da quantidade de minério e estéril;

É possível notar um teor médio de 1,52% de Zn e 2,24% de Pb e uma REM de 3,40, assim prosseguiu-se a sua operacionalização.

### 5.5.2 Operacionalização da Cava a Céu Aberto do Cenário Híbrido

De posse da cava matemática foi feita a operacionalização com os mesmos parâmetros utilizados anteriormente no cenário a Céu Aberto individual. Gerando a seguinte cava.



Figura 20 - Cava Operacional Cenário Híbrido;

A cava operacional foi comparada com a cava matemática.

Tabela 20 - Comparação da cava operacional e a matemática;

FASE	Massa Total	Minério	Estéril	REM
Pit 53 (60)	29.867.507	6.790.215	23.077.292	3,40
Operacional	31.924.573	6.068.313	25.856.260	4,26
Variação	7%	-11%	12%	

Pode se notar uma diferença global de 7% menor do que o limite exigido para não afetar o VPL.

Com a cava operacionalizada foi feita a manipulação e otimização subterrânea.

### 5.5.3 Otimização Subterrânea de Cenário Híbrido

Para a obtenção do cenário subterrâneo ótimo foi feita a translação da cava operacional em 20 metros de profundidade com o objetivo de se criar um pilar de segurança entre as atividades. O modelo de blocos foi alterado nessa região de segurança de maneira a evitar a criação de realces dentro do pit ou em áreas de risco de desabamento.

Assim foi feita sua otimização como anteriormente demonstrado.

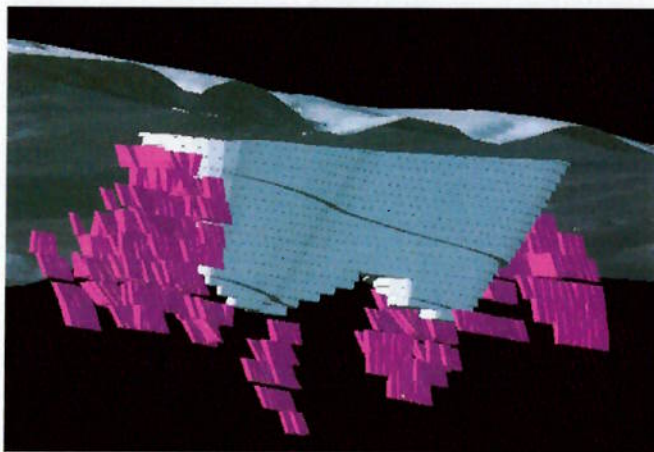


Figura 21 - Realces ótimos para o Cenário Híbrido;

O cenário ótimo apresentou 4.886.582 toneladas de minério e 6.493.746 toneladas de estéril. Foi escolhido o método VRM já que os realces com maior potência foram extraídos na fase a céu aberto.

### 5.5.4 Operacionalização Subterrânea do Cenário Híbrido

De posse dos realces apresentados e seguindo as mesmas medidas e restrições já apresentadas no cenário subterrâneo individual, foi feita a operacionalização da lavra subterrânea.

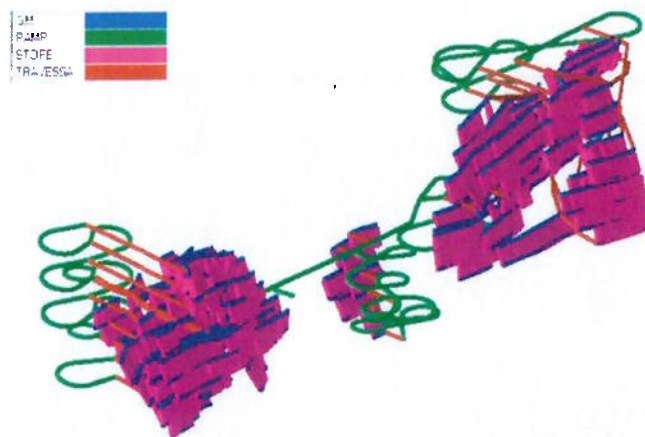


Figura 22 - Mina Subterrânea Cenário Híbrido;

### 5.5.5 Sequenciamento do Cenário Híbrido

De modo a se obter o sequenciamento do cenário híbrido foi feita a combinação dos métodos de lavra, exigindo que o método subterrâneo teria seu início somente após o término da lavra a céu aberto, isso devido as detonações decorrente do método que poderia comprometer a lavra subterrânea concomitante.

Assim foi obtido o seguinte cenário.

Tabela 21 - Sequenciamento do Cenário Híbrido;

	ANO 1	ANO 2	ANO 3	ANO 4	ANO 5	ANO 6	ANO 7	ANO 8	ANO 9	ANO 10	ANO 11
Movimentação Total (t)	8.400.000	9.240.000	8.166.279	2.471.716	1.776.988	1.862.555	991.220	2.148.123	1.454.412	1.432.314	881.647
Minério (t)	0	840.000	1.320.000	1.182.000	1.140.000	1.200.000	736.231	1.242.000	1.242.000	1.242.000	822.030
Estéril (t)	8.400.000	8.400.000	6.846.279	1.289.716	636.988	662.555	254.990	906.123	212.412	190.314	59.616
NSR (US\$/t ROM)	0	70	82	91	67	61	58	65	66	64	72
Custo de Lavra (US\$)	0	15.430.800	13.637.685	4.127.765	2.967.569	3.110.466	1.655.338	12.888.738	8.726.469	8.593.884	5.289.880
Custo de Beneficiamento (US\$)	0	5.040.000	7.920.000	7.092.000	6.840.000	7.200.000	4.417.383	7.452.000	7.452.000	7.452.000	4.932.181
Custos (US\$)	0	20.470.800	21.557.685	11.219.765	9.807.569	10.310.466	6.072.721	20.340.738	16.178.469	16.045.884	10.222.061
Receita (US\$)	0	59.118.429	108.199.637	107.943.196	75.996.669	73.535.062	42.403.654	80.970.037	81.521.880	79.036.770	59.426.345
Lucro Líquido (US\$)	0	38.647.629	86.641.951	96.723.430	66.189.100	63.224.596	36.330.933	60.629.299	65.343.411	62.990.886	49.204.284
VPL (US\$)	380.535.555										

### 5.6 Comparação entre os Cenários

Partindo dos resultados obtidos pelos três cenários foi feita a comparação entre eles levando em conta a massa de minério extraída bem como o VPL resultante do sequenciamento da mina.

Tabela 22 - Comparação entre os Cenários;

	Céu Aberto	Subterrânea	Híbrido
Movimentação Total (t)	77.353.756	13.908.503	38.825.252
Minério (t)	14.310.326	10.978.353	10.966.261
Estéril (t)	63.043.430	2.930.151	27.858.991
NSR (US\$/t)	69	70	70
VPL (US\$)	430.735.282	390.820.883	380.535.555
Vida Útil (anos)	14	12	11

O cenário a céu aberto apresenta uma movimentação total elevada, onde 81% é representada pela movimentação de estéril e os restantes 19% são referentes a movimentação de minério, tal relação estéril/minério ocorre devido ao alto mergulho dos corpos de minério e a profundidade da mineralização. Sua grande movimentação gera uma atividade com 14 anos de duração e um VPL maior que os outros cenários.

O cenário subterrâneo tem a menor movimentação total dentre os cenários analisados, com 13 milhões de toneladas movimentadas este cenário apresenta o menor VPL, a menor movimentação de estéril e a segunda maior movimentação de minério. Esse cenário tem

uma vida útil de 12 anos, e extrai 76% do minério extraído no cenário a céu aberto, com apenas 4% do estéril movimentado na cava.

O terceiro cenário analisado é composto dos dois métodos, céu aberto e subterrâneo, com isso possui uma movimentação de estéril intermediária entre os cenários, no entanto com a menor movimentação de minério, 76% do máximo extraído. Sua operação tem duração de 11 anos e o segundo maior VPL analisado.

A análise dos resultados possibilita a determinação do método de extração deste depósito pela lavra a céu aberto já que possui o maior VPL e também o maior tempo de vida útil assim impactando no oferecimento de trabalho na região e possibilitando uma extração de 91% da reserva total do depósito.

## **6 Conclusões**

O estudo proposto tem grande importância no processo de implementação de todo projeto de mineração, e tem por objetivo propor o melhor cenário de viabilidade econômica de um novo empreendimento. Dessa maneira os valores assumidos e sua aplicação a realidade do empreendimento tornam seu resultado uma ferramenta de uso na engenharia e na economia, onde o método definido e o retorno esperado do projeto serão utilizados para colocar em prática a área de interesse.

A instalação de um projeto vai muito além do retorno financeiro da atividade extrativa. Passa por uma análise de processo de beneficiamento, a construção de uma planta com a finalidade de extrair o minério do mineral, a contratação de pessoas e o estabelecimento de contratos com fornecedores e compradores, além do processo legal. Nesse trabalho foi desenvolvido o estudo de apenas uma das vertentes de análise, a extração mineral, assim sendo parte de um grande processo da indústria.

A metodologia utilizada nesse trabalho tornou possível estabelecer o método de lavra a céu aberto como o mais viável dentre os estudados, isso devido à geometria e disposição do depósito, que com alta capacidade geomecânica e alto valor agregado apresentou um retorno de US\$ 430.735.282 com a extração de 14.310.326 toneladas de minério a serem distribuídas em 14 anos de vida útil de operação. É importante afirmar que como de costume na indústria a retirada de estéril do primeiro ano dos cenários foi colocada como um investimento dentro do capex da operação, sendo seu valor não incluído na conta do valor presente dos cenários estudados. Dessa maneira o método de extração a ser definido ainda dependeria de análises financeiras da empresa interessada.

## Bibliografia

- Bakhtavar, E., Shahriar, K., & Oraee, K. (2009). *Transition from Open Pit to Underground as a new Optimization Challenge in Mining Engineering* (pp. 485 - 494). Journal of Mining Science, Vol 45, No. 5.
- Bessinger, S. L. (1992). *SME Mining Engineering Handbook*. Littleton: Society of Mining, Metallurgy and Excavation.
- Bullack, L. R. (1992). *SME Mining Engineering Handbook*. Littleton: Society of Mining, Metallurgy and Exploration, Inc.
- Dunstan, G., & Power, G. (1992). *SME Mining Engineering Handbook*. Littleton: Society of Mining, Metallurgy and Exploration.
- Fourie, A. B. (1992). *SME Mining Engineering Handbook*. Littleton: Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc.
- Hartman, H. L. (1992). *SME Mining Engineering Handbook*. Littleton: Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc.
- Hustrulid, W. (1982). *Underground Mining Methods Handbook*. Society of Mining Engineers.
- Hustrulid, W., & Kutcha, M. (1998). *Open Pit Mine Planning and Design*. Rotterdam: A.A. Balkema.
- Laubscher, D. (1990). *A Geomechanics Classification System for the Rating of Rock Mass in Mine Design* (pp. 257 - 273). Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, Vol. 90, No. 10.
- Nilson, D. (1982). *Open Pit or Underground Mining. Underground Mining Methods Handbook (section 1.5)*. New York: AIME (pp. 70-87).
- Nilson, D. (1992). *Surface Vs. Underground Methods. SME Mining Engineering Handbook*.
- Pakalnis, T. T., & Hughes, B. P. (1992). *SME Mining Engineering Handbook*. Littleton: Society of Mining, Metallurgy and Exploration.
- Stephan, G. (1992). *SME Mining Engineering Handbook*. Littleton: Society of Mining, Metallurgy and Exploration.
- Whittle, D. (1992). *SME Mining Engineering Handbook*. Littleton: Society of Mining, Metallurgy and Exploration.