

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL  
Escola de Engenharia – Departamento de Engenharia de Minas  
Projeto de Diplomação  
*Professor PhD Rodrigo Peroni*

## **ESTUDO DE PRÉ-VIABILIDADE DE UM DEPÓSITO DE NÍQUEL**

Daniela de Castro Cunha  
Jaqueline Lepkoski Machado  
Nei Bongiorno Alff de Freitas  
Pablo Koerich Claudino

Porto Alegre  
2014/1

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL  
Escola de Engenharia – Departamento de Engenharia de Minas  
Projeto de Diplomação  
*Professor PhD Rodrigo Peroni*

## **ESTUDO DE PRÉ-VIABILIDADE DE UM DEPÓSITO DE NÍQUEL**

Análise de Pré Viabilidade de um Depósito de Níquel, realizado sob supervisão do Professor Rodrigo de Lemos Peroni (UFRGS), para obtenção do título de Engenheiro(a) de Minas.

Daniela de Castro Cunha  
Jaqueline Lepkoski Machado  
Nei Bongiorno Alff de Freitas  
Pablo Koerich Claudino

Porto Alegre

2014/1

## AGRADECIMENTOS

*O grupo agradece ao Departamento de Engenharia de Minas, professores e colegas pelos ensinamentos e companheirismo ao longo da realização deste projeto, em especial aos professores Rodrigo Peroni, Rafael Rodrigues e Vanessa Koppe pela orientação, apoio e confiança.*

# SUMÁRIO

1. Banco de Dados .....	6
1.1 Verificação de dados.....	6
1.2 Importação de dados.....	6
2 Modelagem Geológica.....	7
2.1 Geração de furos e regularização amostral .....	7
2.2 Interpretação das seções geológicas .....	9
2.3 Modelagem dos sólidos e superfícies.....	14
2.4 Volumes .....	15
3 Geoestatística e Avaliação do Depósito .....	16
3.1 Composição das amostras.....	16
3.2 Análise exploratória dos dados .....	16
3.2.1 Domínio 1 .....	16
3.2.2 Domínio 2.....	17
3.3 Valores extremos .....	20
3.4 Desagrupamento amostral.....	21
3.5 Modelo de Blocos.....	22
3.6 Análise da continuidade espacial .....	22
3.6.1 Domínio 1 .....	23
3.6.2 Domínio 2 .....	24
3.7 Estimativa de teores.....	27
3.7.1 Validação das estimativas .....	28
3.8 Quantificação de Recursos .....	35
3.9 Classificação de Recursos .....	37
4 Geomecânica.....	40
4.1 Parametros geotecnicos.....	40
4.2 Geometria e Estabilidade de Talude .....	42
5 Plano de Lavra.....	46
5.1 Escolha do Método de Lavra.....	46
5.2 Definição dos Teores de Corte.....	50
5.3 Função Benefício e Cava Otimizada .....	51
5.4 Operacionalização da Cava .....	54
5.5 Sequenciamento e Produtividade .....	56
6 Dimensionamento de frotas e equipamentos.....	59

7	Pistas e Trafegabilidade .....	66
8	Beneficiamento .....	68
8.1	Grelha .....	70
8.2	Separação magnética .....	71
8.3	Espessamento .....	72
8.3.1	Teste de Sedimentação de proveta .....	72
8.4	Filtragem .....	77
8.5	Secagem .....	78
9	Análise Econômica .....	79
9.1	Fatores para a análise econômica .....	79
9.2	Custos de Capital (CAPEX) .....	79
9.3	Custos de Operação (OPEX) .....	82
9.4	Fluxo de Caixa .....	83
9.4.1	Payback.....	84
9.4.2	Depreciação.....	84
9.5	Preço do Minério .....	84
9.6	Mercado Consumidor.....	85
10	Meio Ambiente.....	86
10.1	Localização e características da região .....	86
10.1.1	Apectos naturais.....	87
10.1.2	Aspectos socioeconômicos, políticos e ambientais.....	88
10.2	Avaliação e Plano de Controle Ambiental .....	88
10.3	Impactos Ambientais.....	89
10.3.1	Solo .....	89
10.3.2	Água.....	89
10.3.3	Flora .....	89
10.3.4	Fauna .....	90
10.3.5	Emissão de Gases e Partículas .....	90
10.4	Fatores Socioeconômicos.....	90
10.5	Órgãos Reguladores e Legislação Vigente.....	90
10.5.1	Departamento Nacional de Produção Mineral (DNPM) .....	91
10.6	Barragem de Rejeitos .....	91
10.6.1	Cálculo do F.S. em ruptura circular .....	92
10.7	Plano de Recuperação de Área Degradada .....	93

# 1. Banco de Dados

## 1.1 Verificação de dados

O banco de dados recebido continha informações de 153 furos de sondagens, com suas localizações, litologias, densidade e análises químicas referente a uma mineralização de Níquel. Os furos possuíam em média 15 m de extensão e havia também 4 furos exploratórios de comprimento superior a 100 m. Os furos foram analisados de metro em metro num total de 4036 amostras quanto ao seu percentual de Níquel, Cobalto, Óxido de Ferro e Sílica.

Ao recebermos o banco de dados analisamos estes afim de compor um banco de amostras referenciado e confiável, portanto analisamos todas as amostras quanto a referência destas aos furos, continuidade das amostras e presença de amostras repetidas. Utilizamos como ferramenta de busca e análise o software Microsoft Excel®. Após a análise foram excluídas 775 amostras por não possuírem referência do furo e mais 263 por não possuírem informação de From\_to, ser repetida ou duplicadas, as quais para amostras duplicadas foram feitas a média dos resultados, sendo estes similares. Restando por fim um banco de dados contendo 3026 amostras, organizado e pronto para as etapas seguintes (Tabela 1).

*Tabela 1. Exemplo do resultado da análise das amostras, continuidade e referência*

BHID	AMOSTRA	FROM	TO	Continuidade	Ni_pct
BH-001	B-08951	0	1.09	Sim	0.32
BH-001	B-08952	1.09	1.93	Sim	0.23
BH-001	B-08953	1.93	2.6	Sim	0.09
BH-001	B-08954	2.6	3.6	Sim	0.115
BH-001	B-08956	3.6	4.6	Não	0.35
BH-002	B-08957	0	1.14	Sim	0.51
BH-002	B-08958	1.14	2.24	Sim	0.46
BH-002	B-08959	2.24	3	Sim	0.34
BH-002	B-08960	3	4	Sim	0.48

## 1.2 Importação de dados

Com os dados verificados é feita a importação para o software Datamine Studio3®. São importados arquivos tipo Collar, Survey, Assay e Geology, que

contém respectivamente a localização do furo; profundidade, mergulho e inclinação; teores; e tipos de litologia presentes. Após a importação é possível observar que a disposição dos furos segue uma malha com espaçamentos de 100 m entre si, e 200m ou 400m entre fileiras de furos, todos os furos são verticais e o depósito tem dimensão de 2000m Norte-Sul e 3300m Leste-Oeste. (Figura 1).

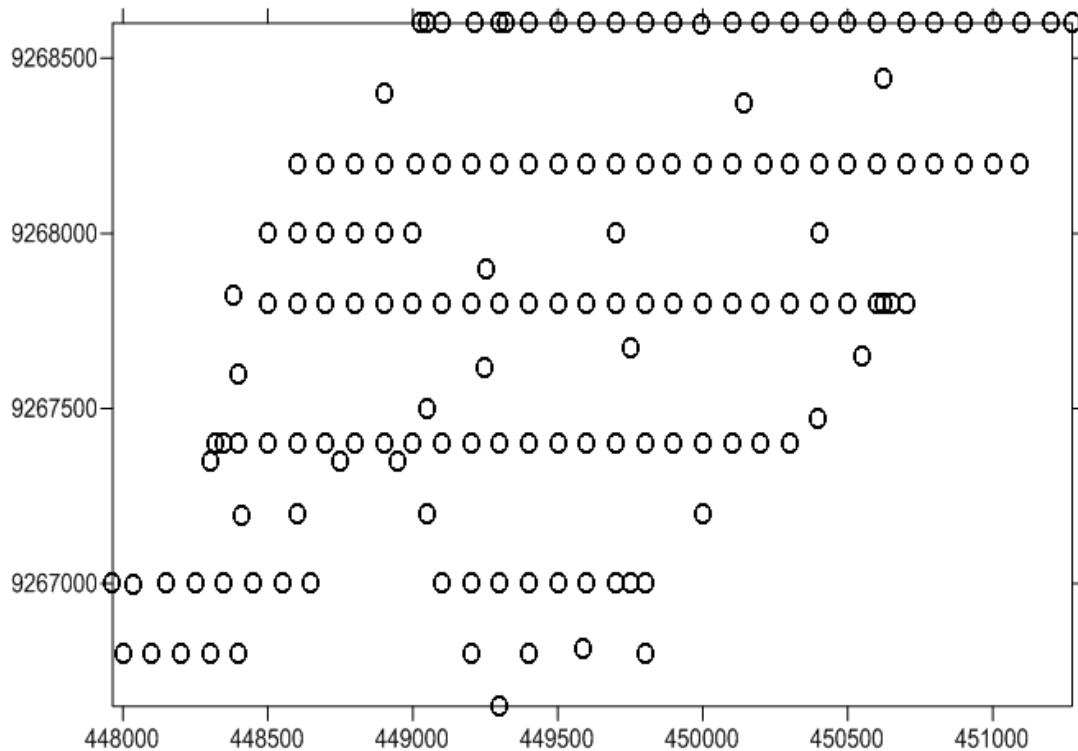


Figura 1. Mapa de localização dos furos de sondagem (Surfer).

## 2 Modelagem Geológica

### 2.1 Geração de furos e regularização amostral

Após a importação é feita a geração dos furos em 3D onde os diferentes arquivos são combinados para gerar os furos em três dimensões, com as amostras e litologias dispostas espacialmente.

Considerando que no banco de dados as amostras apresentam comprimento variado, é necessário fazer sua regularização para padronizar os comprimentos afim de se obter um conjunto de dados de mesma magnitude para análise estatística. Ao analisar o histograma das amostras importados ao Datamine (Figura 2) podemos ver que há uma maior frequência de amostras com comprimento de 1m, sendo assim, o intervalo escolhido para regularização das amostras foi de 0,5 a 1m com o objetivo de ter a menor perda possível de amostras. A figura 3 mostra o histograma das amostras regularizadas, com a média do resultado de 0,97m e um aumento de 3026 para 3042 amostras, sendo este um ótimo resultado já que o número de amostras não diminuiu.

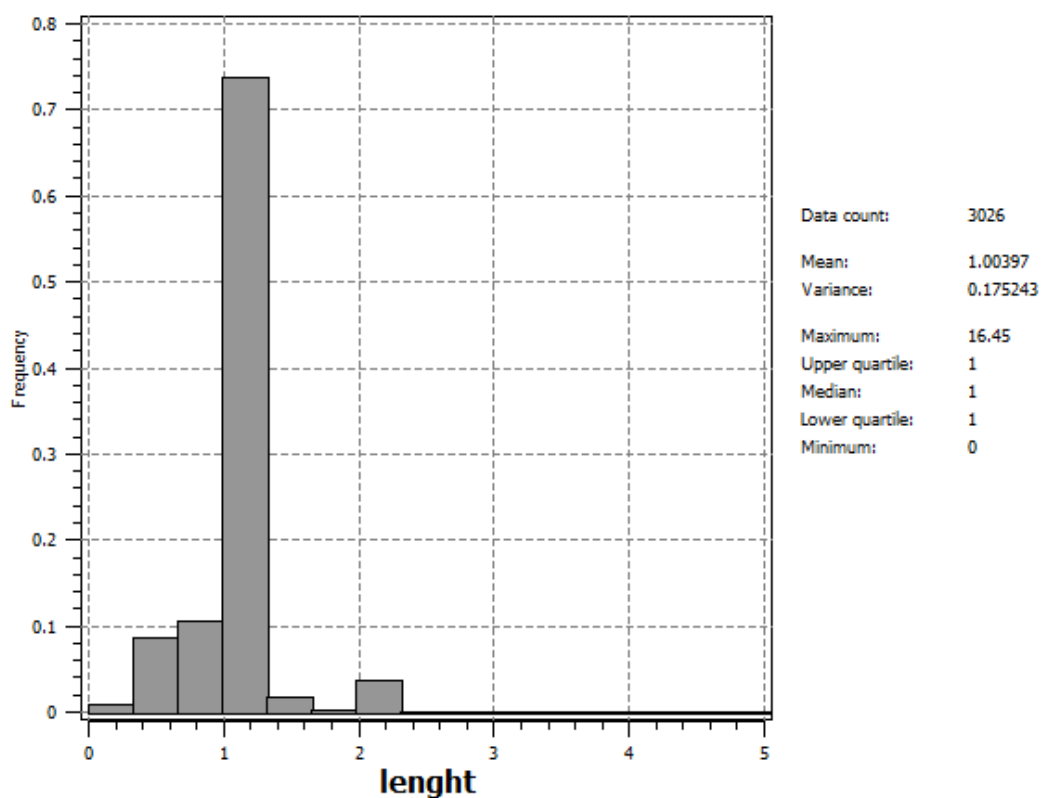


Figura 2. Histogramas do comprimento das amostras recebidas



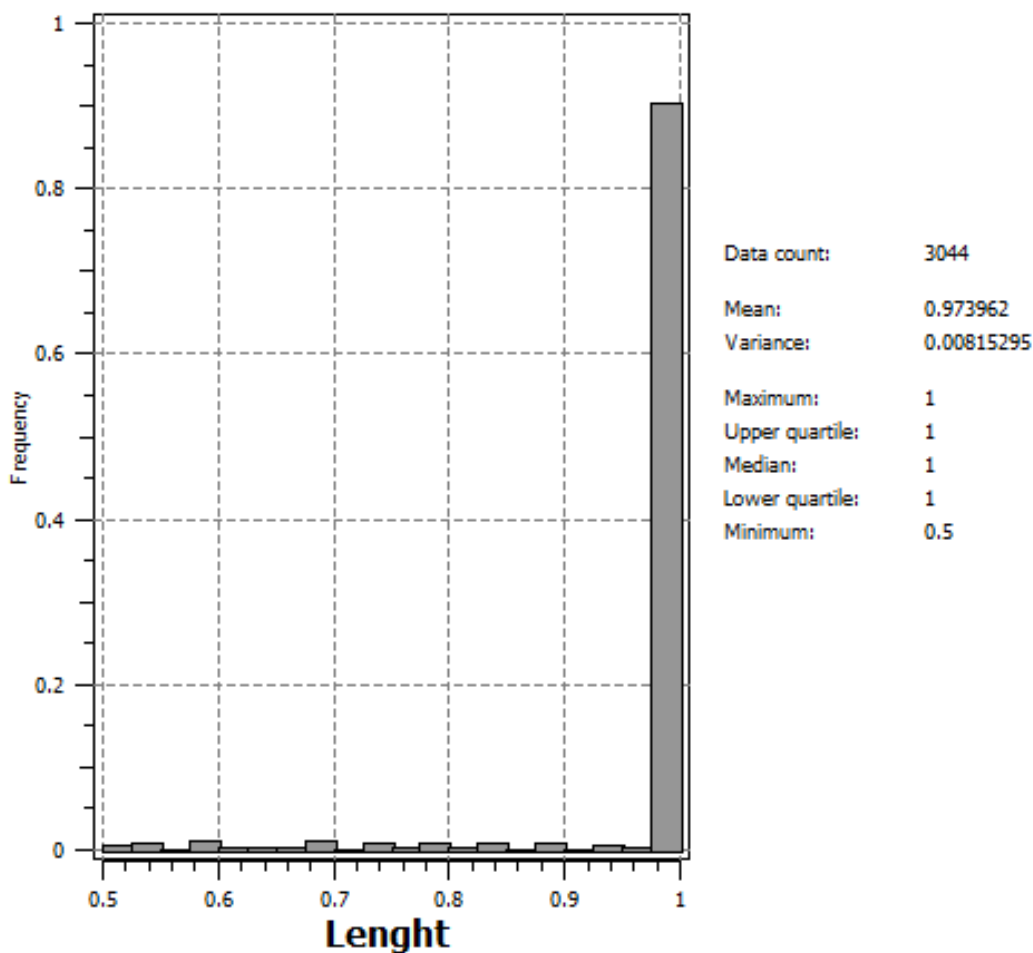


Figura 3. Histograma do comprimento das amostras entre 0,5 e 1m

## 2.2 Interpretação das seções geológicas

O depósito analisado é do tipo laterítico sendo este organizado em camadas pouco espessas de alguns metros e por uma grande extensão em torno de 2,3 km. Analisando o banco de dados e verificando que o depósito se organiza em camadas bem organizadas foi decidido fazer um modelamento na forma estratiforme.

Após analisar os teores de níquel nas camadas O banco de dados do depósito apresenta 11 litologias que sempre se apresentam na forma de camadas organizadas. Afim de simplificar o modelamento e operações futuras de estimação de teores para as camadas e planejamento de lavra, decidimos unir camadas que se mostrassem semelhantes. Para fazer esta união foram considerados alguns fatores:

Localização espacial: as camadas que serão unidas devem estar em contato

Características físicas parecidas: para ser lavrada e processada de uma mesma forma

Análise de contato: o contato entre os teores deve ser indistinto ou gradacional afim de evitar mistura de população

Análise dos histogramas das camadas unidas das camadas unidas: afim de verificar se não houve alteração na população global em relação as individuais.

Com a finalidade de juntar litologias com distribuição de teores de níquel similares foram feitas diversas análises de contato. Estas análises foram feitas no software SGems® através de um script que considerava a variação do teor de Ni pela distância do contato. No cálculo das análises foram considerados lags condizente com a distância entre as amostras, que são de 1m, e variações espaciais de até 10m afim de se obter o maior número de dados confiáveis possíveis na comparação e uma boa visualização. Como resultado, houve várias camadas que apresentaram teores contínuos nos contatos (Figura 4) e outras que não mostraram continuidade nos contatos (figura 5).

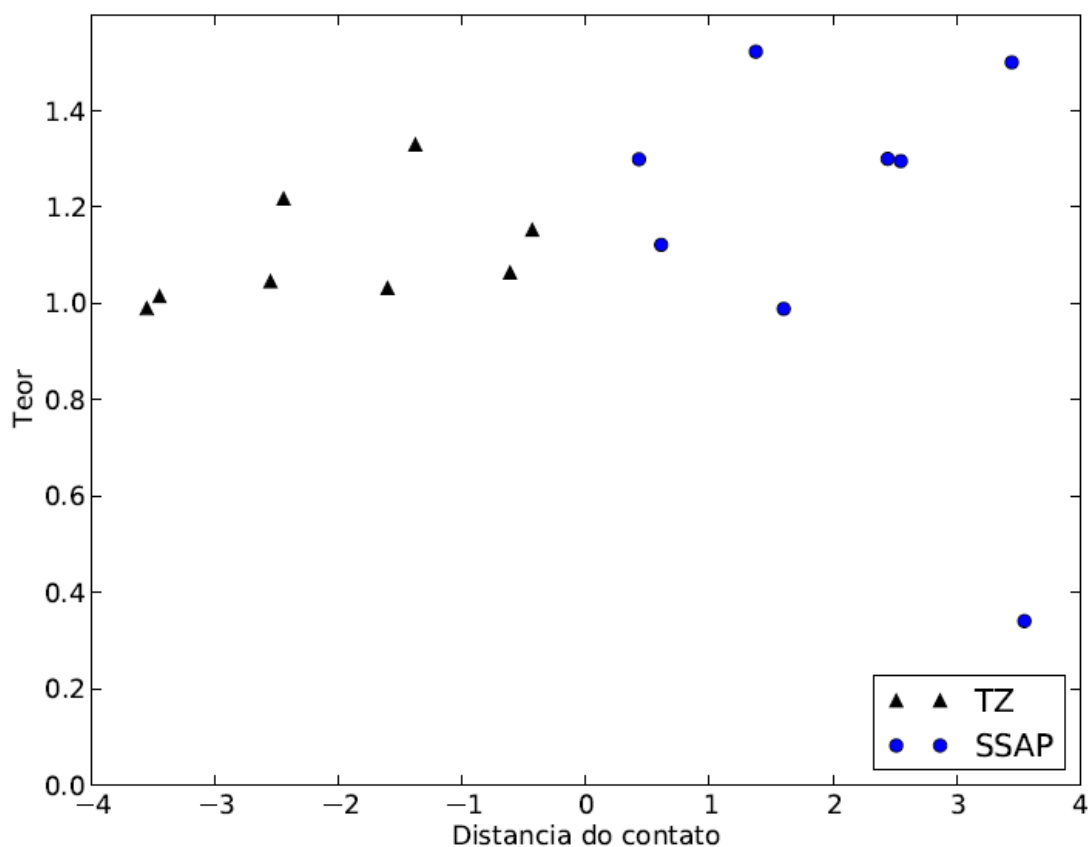


Figura 4. Análise de contato mostrando contato indistinto entre as camadas

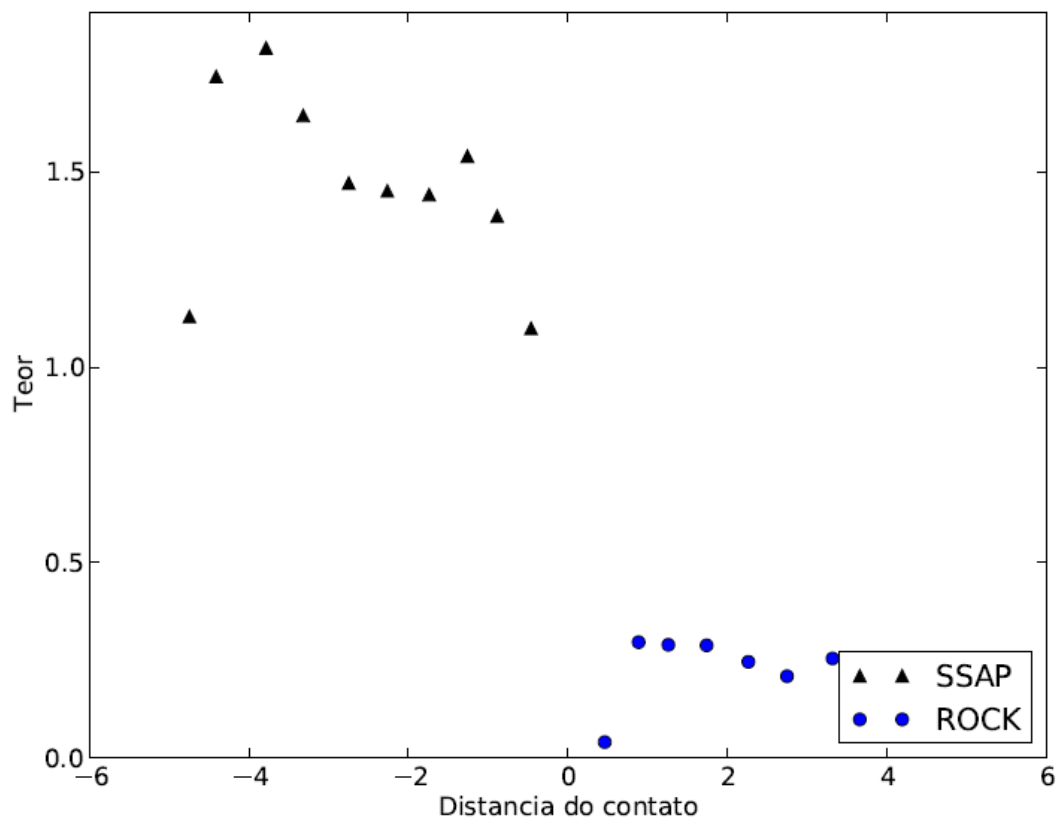


Figura 5. Análise de contato mostrando contato distinto entre teores de níquel

A partir das análises de contato surgiu algumas possibilidades de uniões diferentes das camadas, chamadas de hipóteses de uniões (Tabela 2). Para verificar qual seria a melhor união a ser feita analisamos o gráfico de distribuição normal acumulada da camada em vermelho, no qual a melhor união (HIP2) se apresentou no gráfico na forma de uma reta, o que indica uma única população de teores de níquel (Figura 7), no gráfico é possível notar a presença de uma segunda reta em teores muito baixo, o que indicaria mistura de populações, mas como isso já ocorria nas litologias individualmente, não é possível separá-las.

Tabela 2. Hipótese de união de litologias similares

HIP1	HIP2	HIP3	HIP4	HIP5	HIP6
LIM	LIM	LIM	LIM	LIM	LIM
COL	COL	COL	COL	COL	COL
LSSAP	LSSAP	LSSAP	LSSAP	LSSAP	LSSAP
SSAP	SSAP	SSAP	SSAP	SSAP	SSAP
TZ	TZ	TZ	TZ	TZ	TZ
USSAP	USSAP	USSAP	USSAP	USSAP	USSAP
HSAP	HSAP	HSAP	HSAP	HSAP	HSAP
ROCK	ROCK	ROCK	ROCK	ROCK	ROCK
PDT	PDT	PDT	PDT	PDT	PDT
ALV	ALV	ALV	ALV	ALV	ALV
BRECCIA	BRECCIA	BRECCIA	BRECCIA	BRECCIA	BRECCIA

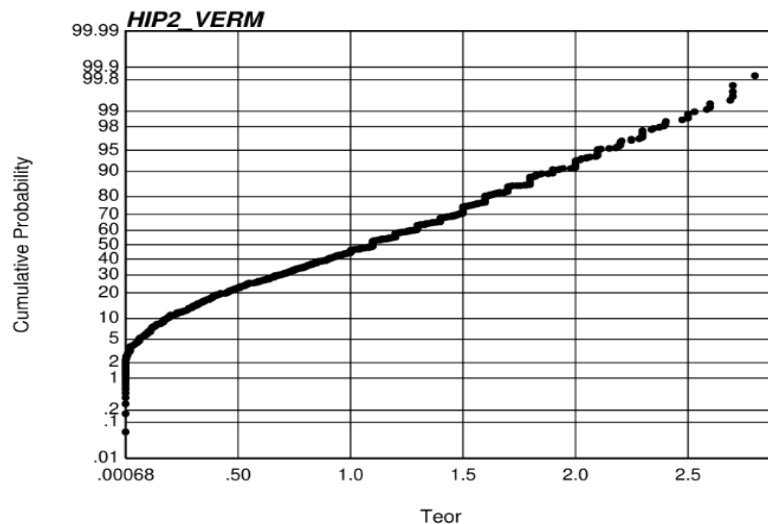


Figura 6. Probabilidade acumulada do teor de níquel na camada de cor vermelha.

Após escolhermos a melhor hipótese de união definimos o nosso depósito com uma organização em quatro camadas. A primeira foi chamada de camada limonítica, sendo esta só constituída da litologia limonita (LIM); a segunda camada foi chamada de Saprólito mole, ela é constituída de 5 litologias (COL, TZ, SSAP, LSSAP, USSAP), sendo as principais, saprólitos moles e uma zona de transição; a terceira camada foi chamada de Saprólito duro (HSAP) e a quarta camada foi chamada de Rocha fresca (ROCK, PDT, ALV, BRECCIA). Elas foram divididas em cores para facilitar a visualização (tabela 3).

Tabela 3. Divisão das camadas do depósito

Camada	Litologia
Limonítica	LIM
Saprólito Mole	COL
	TZ
	SSAP
	LSSAP
	USSAP
Saprólito Duro	HSAP
Rocha Fresca	ROCK
	PDT
	ALV
	BRECCIA

Apesar do depósito se mostrar em sua maior parte organizado quanto a ordem das camadas definidas, houve 5 furos de sondagem que apresentaram inversão de litologia. Nestes casos eles foram analisados individualmente e a litologia problema foi realocada, tendo em vista que esta mudança causa pouca diferença nos resultados (figura 7).

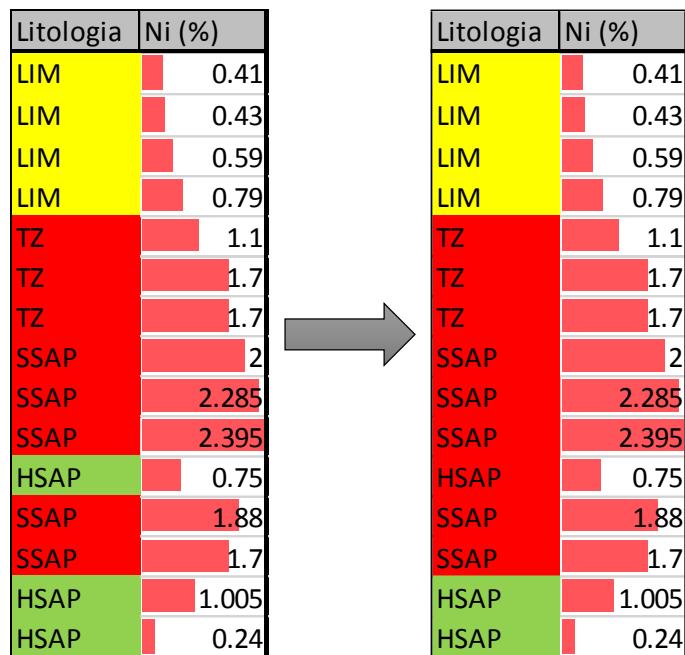
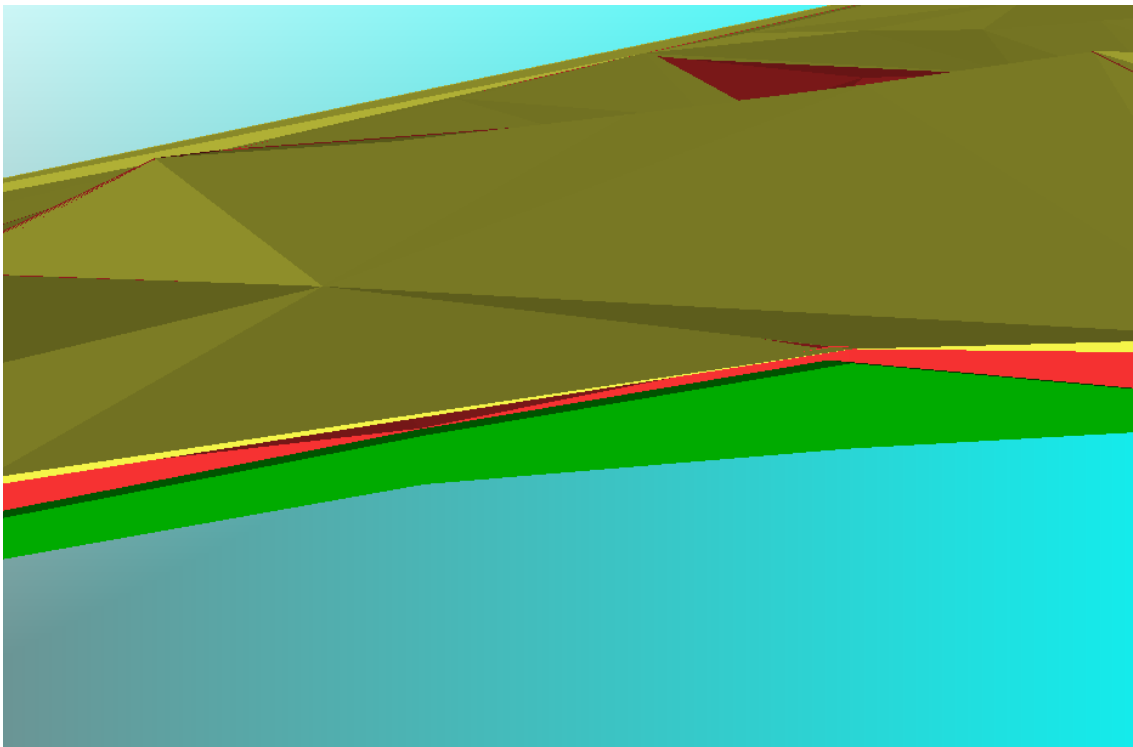


Figura 7. Solução exemplo para inversão de litologia

## 2.3 Modelagem dos sólidos e superfícies

Para o modelamento dos sólidos foi utilizado o software Datamine Studio 3®. Como os sólidos do depósito em questão estão dispostos em camadas foi escolhido fazer a sua construção por meio de DTM's (Digital Terrain Model) e posteriormente executar o fechamento dos sólidos (figura 8). Tendo em vista que o grupo não recebeu dados de topografia, a solução encontrada foi interpolar as coordenadas de boca dos furos e estender um pouco (200m) para a obtenção de uma pequena faixa além da área do depósito (figura 9). Um ponto importante de se ressaltar é que este depósito não possui cobertura, a primeira camada encontrada é a de limonítica que já possui teor considerável de níquel, e em alguns pontos a primeira camada é o saprólito mole como pode ser visto na figura 8.



*Figura 8. Corte do modelo mostrando as três primeiras camadas*

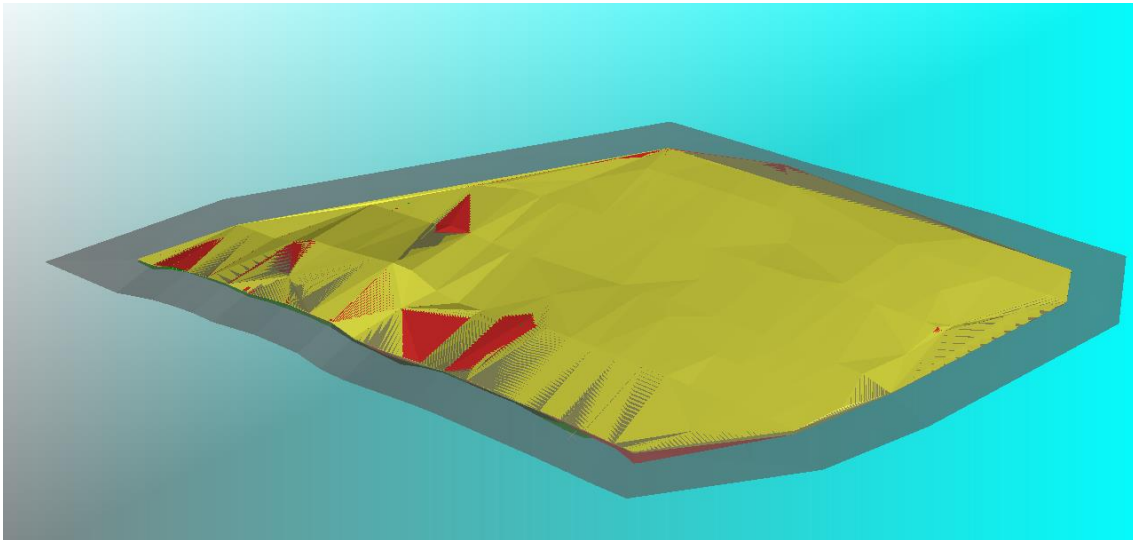


Figura 9. Visão superior do depósito mostrando topografia em cinza

## 2.4 Volumes

Os volumes foram calculados fechando-se sólidos a partir das superfícies geradas anteriormente e executando seus cálculos no software Datamine Studio 3®. O volume da quarta camada não é possível de ser determinado, pois ela não possui uma lapa, então foi adotada uma cota 10m abaixo da capa para executar o cálculo. Os volumes encontrados nos sólidos são os seguintes:

Tabela 4. Volume das camadas.

Camada	Litologia	Volumes (m <sup>3</sup> )
Limonítica	LIM	11886823.43
Saprólito Mole	COL	18119321.11
	TZ	
	SSAP	
	LSSAP	
	USSAP	
Saprólito Duro	HSAP	13298408.62
Rocha Fresca	ROCK	31417729.73
	PDT	
	ALV	
	BRECCIA	

### 3 Geoestatística e Avaliação do Depósito

#### 3.1 Composição das amostras

Uma amostra regionalizada não está definida em um ponto, mas sobre um volume. O suporte é a unidade amostral sobre a qual a variável é medida. Na geoestatística, devemos trabalhar com as amostras na mesma base de suporte.

As amostras de furos de sonda variam muito em comprimento e massa, então elas precisam passar por um processo de regularização para trabalharmos com dados mais homogêneos.

Como o espaçamento médio entre as amostras dos furos verticais é de 1 metro, as amostras foram compositadas em intervalos de 0.5 a 1.5 metro.

#### 3.2 Análise exploratória dos dados

Primeiramente foram feitos os histogramas das duas variáveis, níquel e ferro, para os 2 domínios de interesse, zona limonítia e zona saprólio mole.

##### 3.2.1 Domínio 1

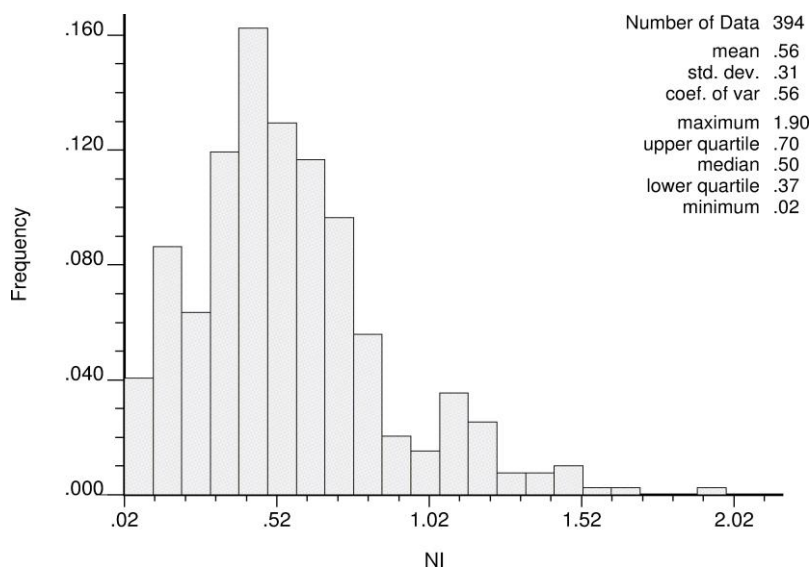


Figura 10. Histograma do atributo níquel do domínio 1



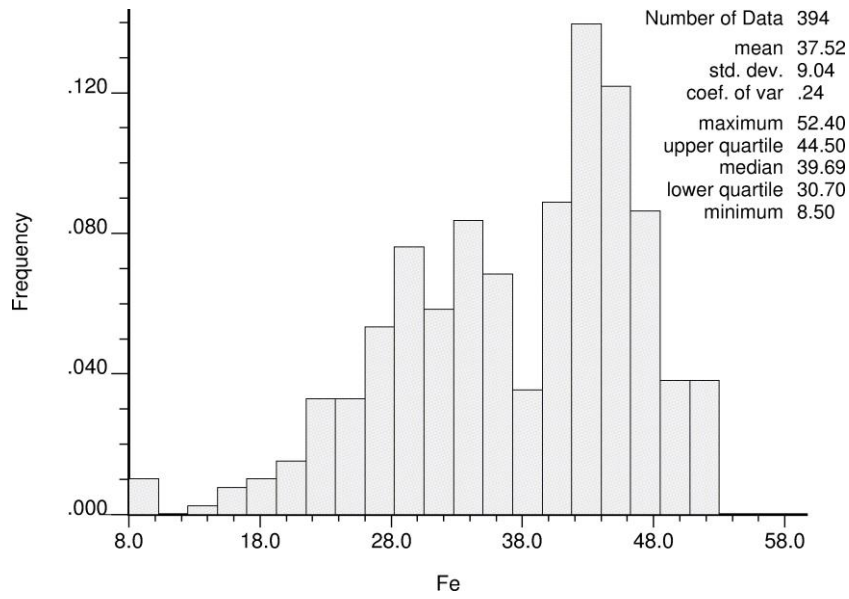


Figura 11. Histograma do atributo ferro no domínio 1

### 3.2.2 Domínio 2

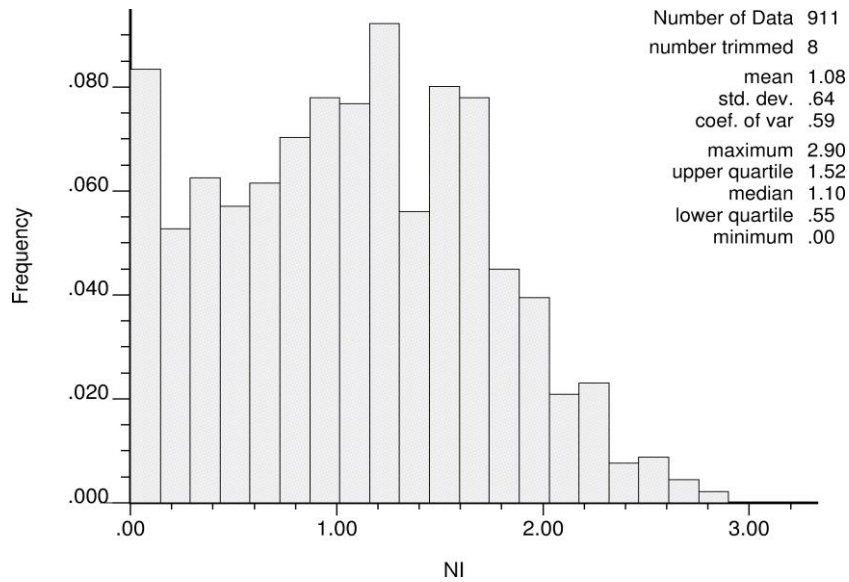


Figura 12. Histograma do atributo níquel no domínio 2

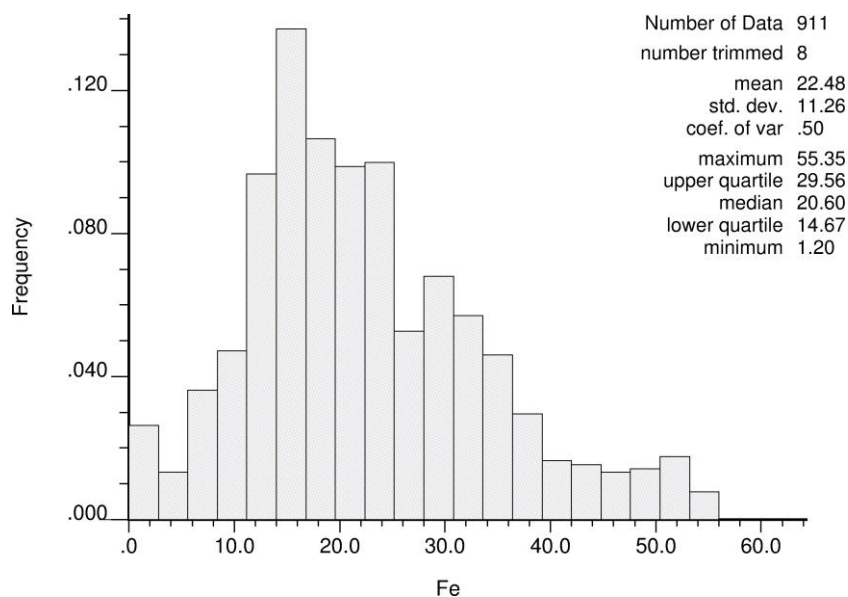


Figura 13. Histograma do atributo ferro no domínio 2

Posteriormente foram feitos histogramas acumulados em escala de probabilidade normal. Quando estes gráficos se comportam segundo uma reta, temos uma evidência de que a distribuição é gaussiana. Se o gráfico apresentar pontos de mudança na inclinação, significa que há misturas de populações.

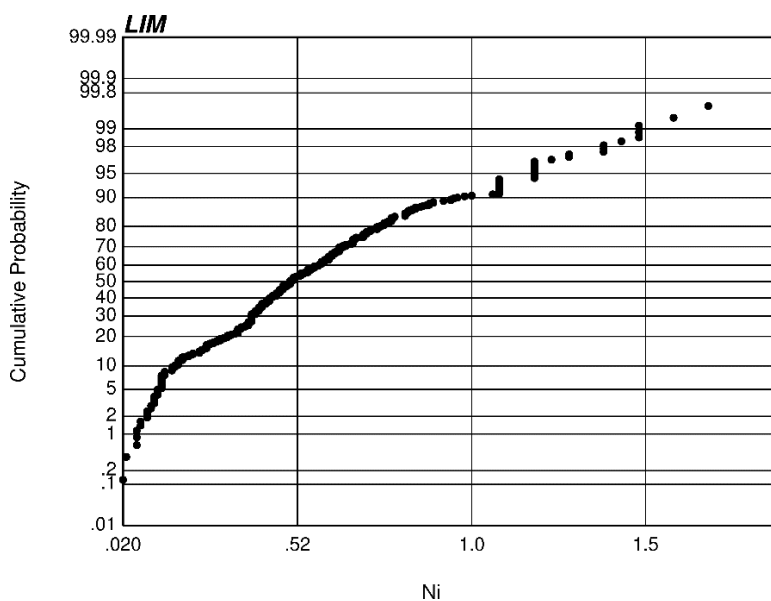


Figura 14. Distribuição de Probabilidade do atributo Níquel no domínio 1

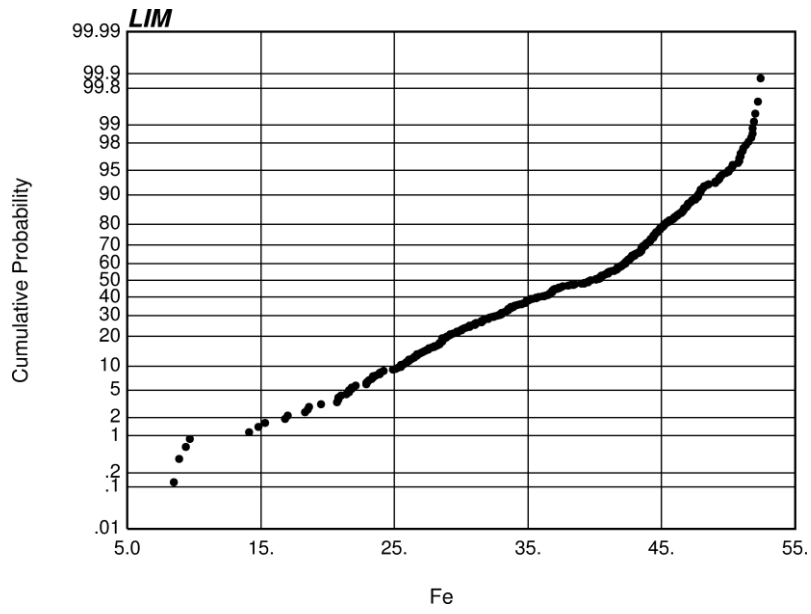


Figura 15. Distribuição de Probabilidade do atributo Ferro no domínio 1

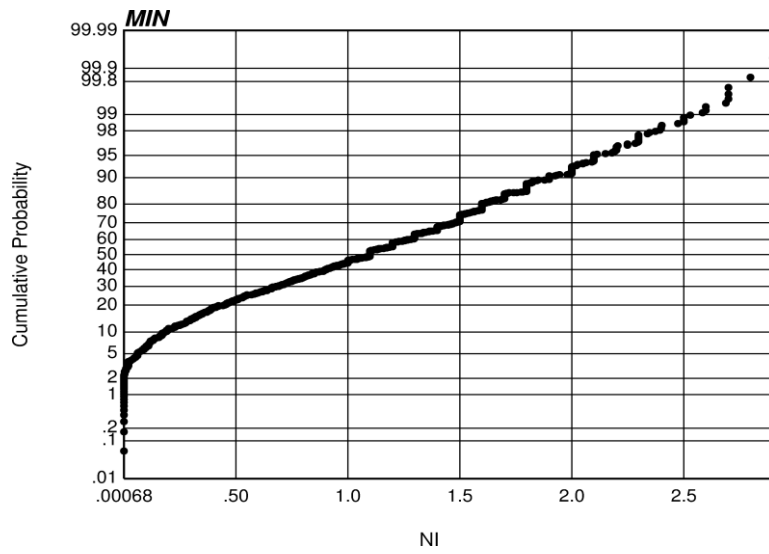


Figura 16. Distribuição de Probabilidade do atributo Níquel no domínio 2

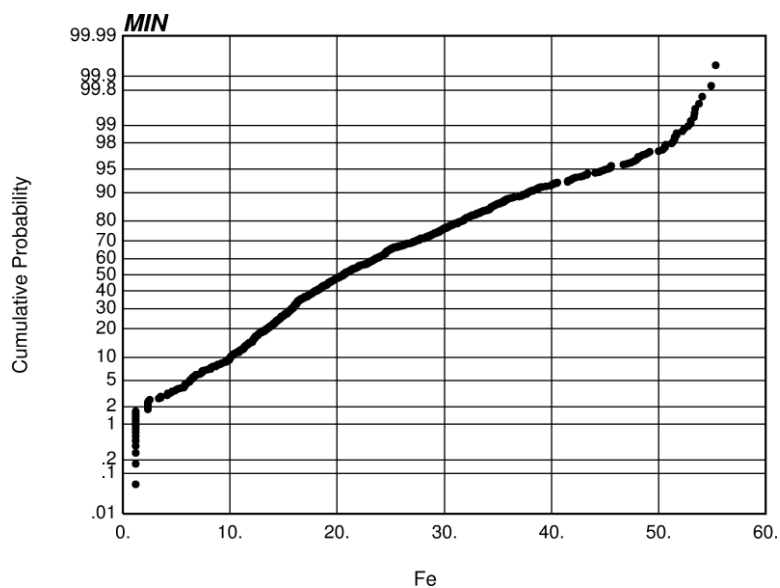


Figura 17. Distribuição de Probabilidade do atributo Ferro no domínio 2

### 3.3 Valores extremos

A presença de *outliers* pode ter diversas causas. Srivastava (1989) discute alguns passos para a avaliação de valores extremos, mas não há uma metodologia para isto, comumente a distinção se baseia em critérios subjetivos e depende da abordagem utilizada.

No presente trabalho, resolvemos tratar os valores elevados como qualquer outro valor, considerando que eles foram amostrados e que na sua vizinhança os valores também são altos. Isto também pode ser justificado pelas características do depósito estratigráfico, que possui grande continuidade no plano XY.

As distribuições de probabilidade identificaram a presença de *low grades*. Normalmente esses valores poderiam ser pertencentes a outra população, mas neste caso os valores baixos se apresentam dispersos, como mostra o mapa de localização dos *low grades* (Figura 18). Assim, os valores baixos dispersos entre os valores médios são considerados como diluição do depósito.

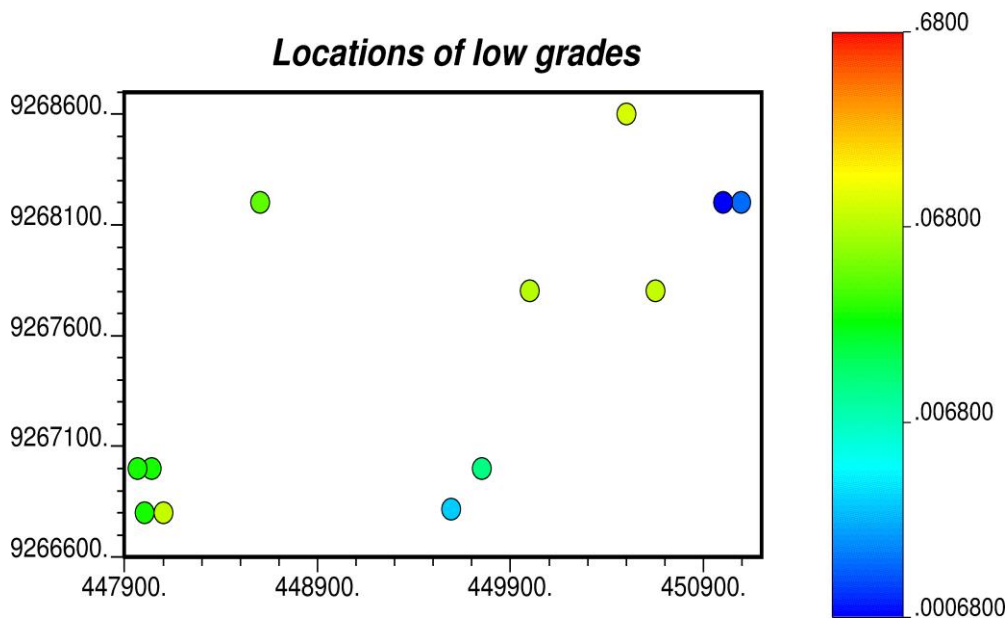


Figura 18. Mapa de localização dos low grades (atributo Níquel, domínio 2)

### 3.4 Desagrupamento amostral

O agrupamento preferencial de amostras interfere diretamente na média e na variância. Para obter uma estatística representativa do depósito precisamos desagrupá-las.

O método utilizado para realizar o desagrupamento foi o método do polígono de influência. Nesse método cada amostra recebe um peso proporcional ao seu volume de influência. As amostras em áreas com adensamento amostral recebem polígonos de influência pequenos.

A média desagrupada é calculada pela seguinte fórmula:

$$\text{Média desagrupada} = \sum_{n=0}^i w_i \cdot x_i$$

Onde:

$W_i$  = peso de desagrupamento

$X_i$  = valor da amostra

Tabela 5. Resultados do desagrupamento

<b>Médias Desagrupadas</b>		
<b>Domínio</b>	<b>Ni (%)</b>	<b>Fe (%)</b>
<b>1</b>	0.61	38.52
<b>2</b>	1.2	22.86

### 3.5 Modelo de Blocos

As amostras estão espaçadas em uma malha irregular de 100x400x1m. Como na krigagem ordinária o tamanho dos blocos não deve ser inferior a ¼ da malha amostral, o tamanho de bloco escolhido foi de 50x100x1m em x, y e z, e sub-blocos de 10x12.5x0.5m, para melhorar a aderência entre o modelo geológico e o modelo de blocos.

### 3.6 Análise da continuidade espacial

A análise da continuidade espacial do depósito foi feita através de correlogramas. O coeficiente de correlação entre amostras separadas de um lag é dado pela fórmula abaixo:

$$\rho = \frac{\frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (x_i - m_x)(y_i - m_y)}{\sigma_x \sigma_y}$$

Percebe-se que o correlograma não eleva ao quadrado as diferenças entre as amostras, portanto, em relação ao variograma o correlograma é menos sensível aos valores extremos. Abaixo são apresentados os correlogramas do atributo níquel nos dois domínios de interesse.

### 3.6.1 Domínio 1

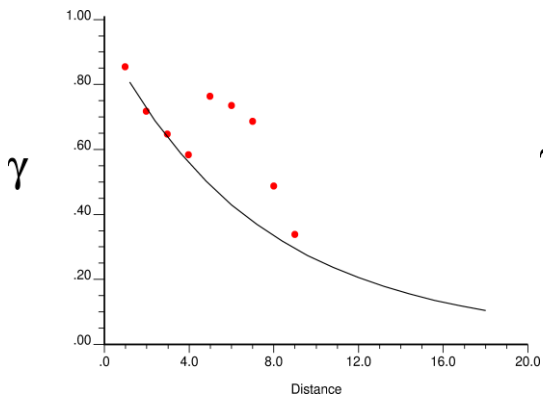


Figura 19. Vertical - menor continuidade

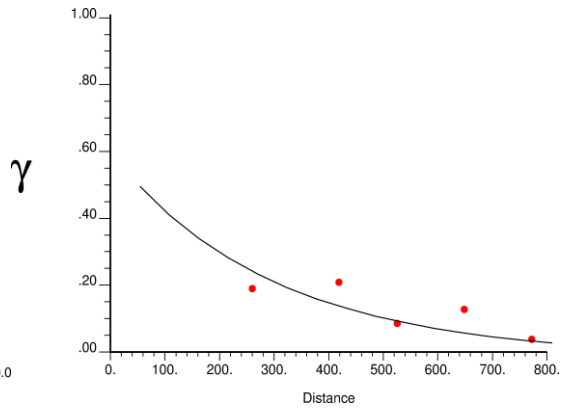


Figura 20. N135 - média

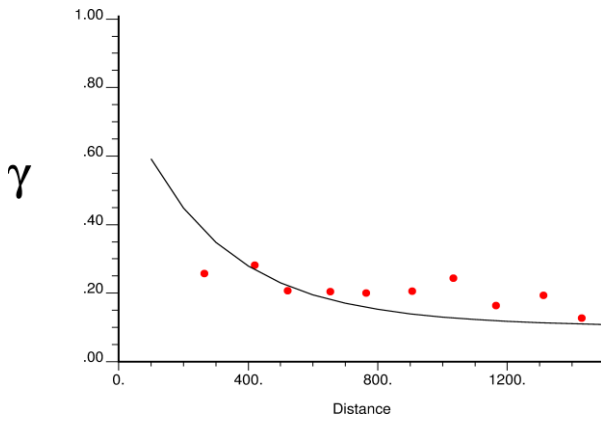


Figura 21. N45 - maior continuidade

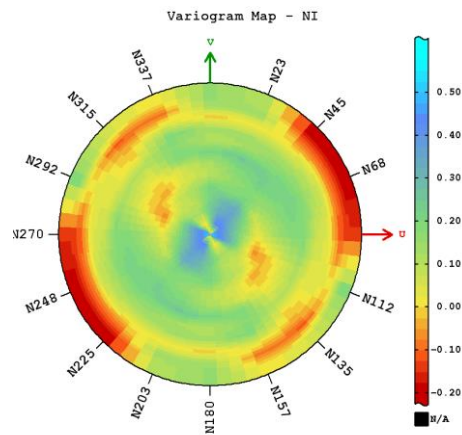
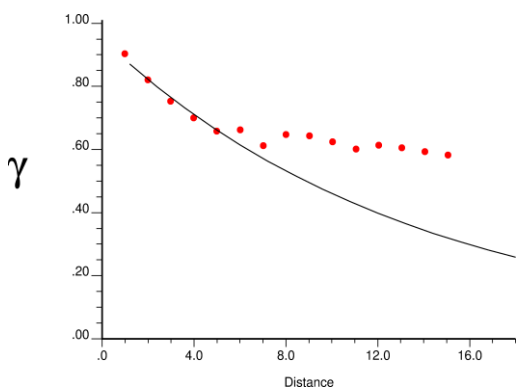


Figura 22. Mapa de correlação do Níquel no domínio 1

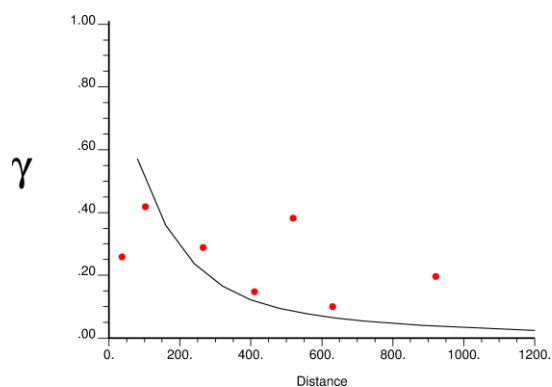
*Equação 1. Equação do modelo variográfico das amostras de níquel no domínio 1*

$$\gamma(h) = 0.005 + \left[ 0.07 \cdot \text{Exp}_{(1)} \left[ \frac{N45}{870 \text{ m}}, \frac{N135}{300 \text{ m}}, \frac{D90}{20 \text{ m}} \right] + 0.025 \cdot \text{Exp}_{(2)} \left[ \frac{N45}{1500 \text{ m}}, \frac{N135}{600 \text{ m}}, \frac{D90}{50 \text{ m}} \right] \right]$$

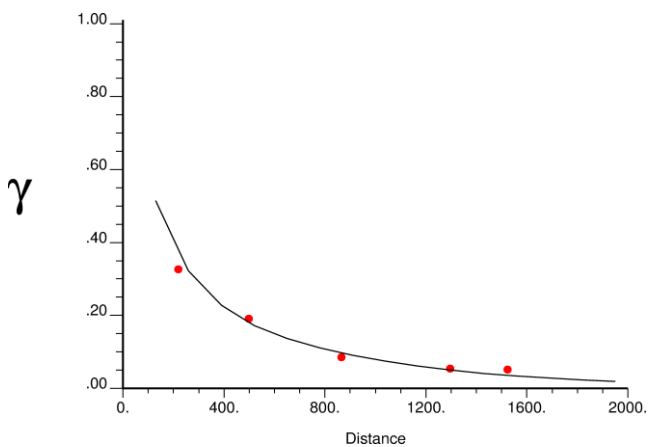
### 3.6.2 Domínio 2



*Figura 23. Vertical - menor continuidade*



*Figura 24. N67.5 - média*



*Figura 25. N157.5 - maior continuidade*



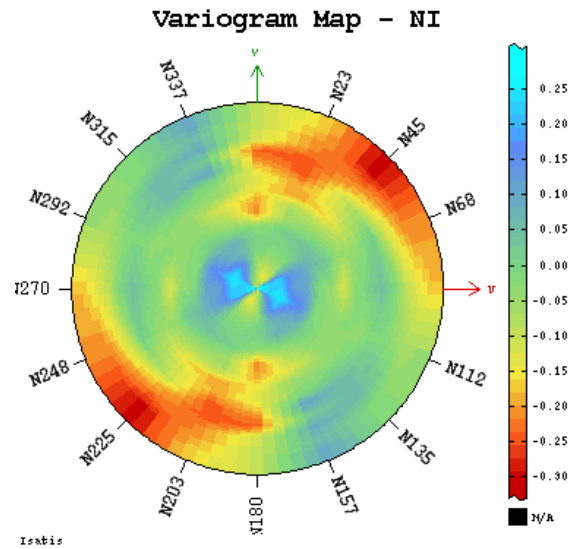


Figura 26. Mapa de correlação do Níquel no domínio 2

*Equação 2. Equação do modelo variográfico das amostras de níquel no domínio 2*

$$\gamma(h) = 0.02 + \left[ 0.24 \cdot \text{Exp}_{(1)} \left[ \frac{N157.5}{400 \text{ m}}, \frac{N67.5}{200 \text{ m}}, \frac{D90}{40 \text{ m}} \right] + 0.14 \cdot \text{Exp}_{(2)} \left[ \frac{N157.5}{2000 \text{ m}}, \frac{N67.5}{400 \text{ m}}, \frac{D90}{50 \text{ m}} \right] \right]$$

Devido a escassez de amostras no banco de dados, a variografia se tornou difícil pois apresentou muito ruído. Por isso foram feitos os mapas de correlação e validação dos parâmetros da variografia através da validação cruzada.

Percebe-se a ocorrência de anisotropia zonal, pois o correlograma ao longo do furo apresenta um patamar maior do que na direção horizontal.

O modelo correlográfico para as variáveis estimadas no domínio 1 e 2 está descrito na tabela 6. O efeito pepita e as contribuições estão expressas em função da variância.

As validações cruzadas apresentaram uma ótima correlação, todas acima de 0.84.

Tabela 6. Modelo variográfico

DOMÍNIO	ATRIBUTO	DIREÇÃO	EF. PEPITA	ESTRUTURA	C	ALCANCE (m)	ESTRUTURA	C	ALCANCE (m)
1	Ni	N45/Dip0	0.005	Exp	0.08	750	Exp	0.015	1200
		N135/Dip0	0.005	Exp	0.08	550	Exp	0.015	800
		Dip90	0.005	Exp	0.08	20	Exp	0.015	50
	Fe	N90/Dip0	4.1	Exp	69.7	160	Exp	8.2	1300
		N0/Dip0	4.1	Exp	69.7	100	Exp	8.2	700
		Dip90	4.1	Exp	69.7	22	Exp	8.2	60
2	Ni	N157.5/Dip0	0.02	Exp	0.24	400	Exp	0.14	2000
		N67.5/Dip0	0.02	Exp	0.24	200	Exp	0.14	400
		Dip90	0.02	Exp	0.24	40	Exp	0.14	50
	Fe	N90/Dip0	6.35	Exp	107.95	160	Exp	12.7	1300
		N0/Dip0	6.35	Exp	107.95	100	Exp	12.7	700
		Dip90	6.35	Exp	107.95	22	Exp	12.7	60

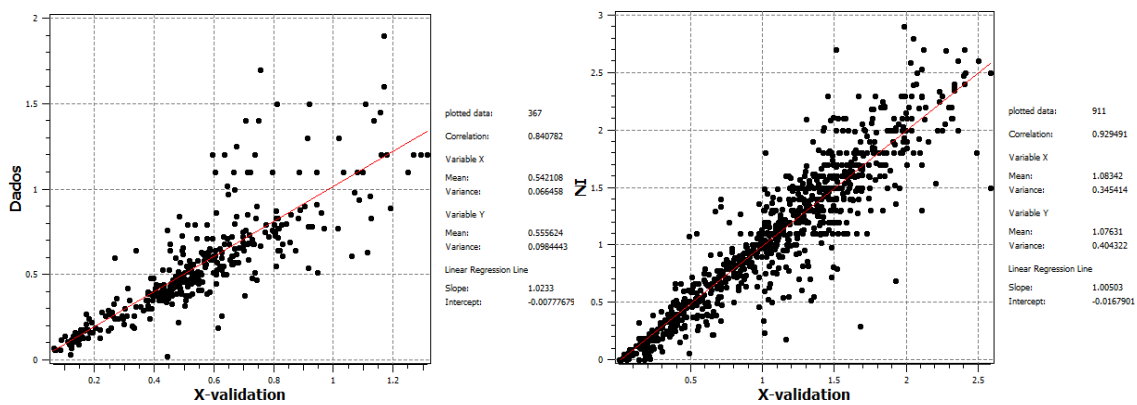


Figura 27. Validação cruzada da variografia das amostras de níquel nos domínios 1 e 2

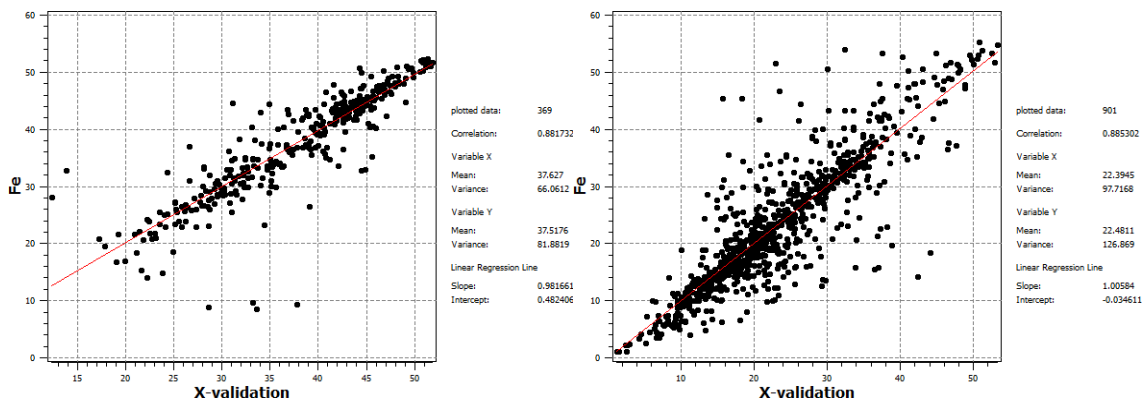


Figura 28. Validação cruzada da variografia das amostras de ferro nos domínios 1 e 2

### 3.7 Estimativa de teores

A estimativa dos teores foi realizada através da krigagem ordinária, pois é o melhor interpolador para estimativa em depósitos minerais. A krigagem faz o uso do modelo variográfico, portanto ela leva em consideração a “distância geológica” entre as amostras, que refere-se a direção de maior continuidade espacial.

A busca foi realizada por octantes, com um mínimo de 4 amostras por octante, e discretização dos blocos em 5 X 5 X 1.

Foi escolhida a opção *Parent Cell Estimation* do recurso Estimate do Datamine, onde o teor da célula pai é estimado e atribuído a todas as células dentro da célula pai.

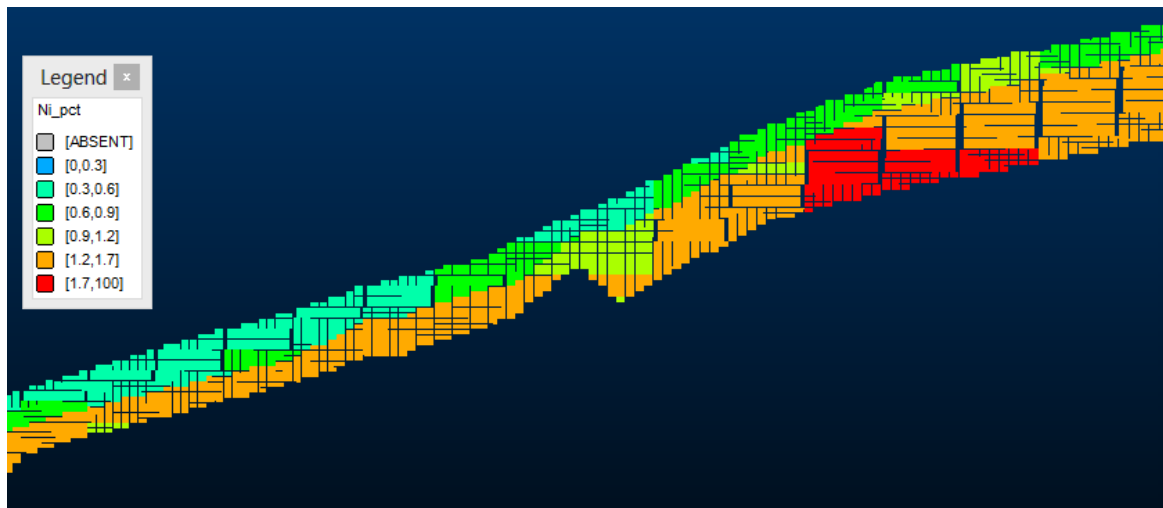


Figura 29. Modelo de blocos estimado – teores de níquel

### 3.7.1 Validação das estimativas

#### 3.7.1.1 Validação Global

A comparação da média dos dados desagrupados e dos dados das estimativas é uma forma de validação visual. Espera-se que essas médias sejam próximas, pois a estimativa nas proximidades das amostras deve se comportar de acordo com estas, assim como o desagrupamento faz. As diferenças apresentadas na tabela 7 mostram que as estimativas foram precisas.

*Tabela 7. Validação global das estimativas*

Domínio	Atributo	Média dos dados	Média desagrupada	Média das estimativas	Diferença (%)
1	Ni	0.56	0.61	0.61	0.00
	Fe	37.52	38.52	38.33	0.50
2	Ni	1.08	1.20	1.22	1.67
	Fe	22.48	22.86	23.14	1.22

#### 3.7.1.2 Validação local

As médias locais da estimativa foram comparadas com as médias locais dos dados em fatias de 100 x 200 x 10 metros, nos eixos x, y e z, respectivamente.

A similitude entre as médias locais mostra que a estimativa segue a tendência dos dados.

### 3.7.1.2.1 Domínio 1

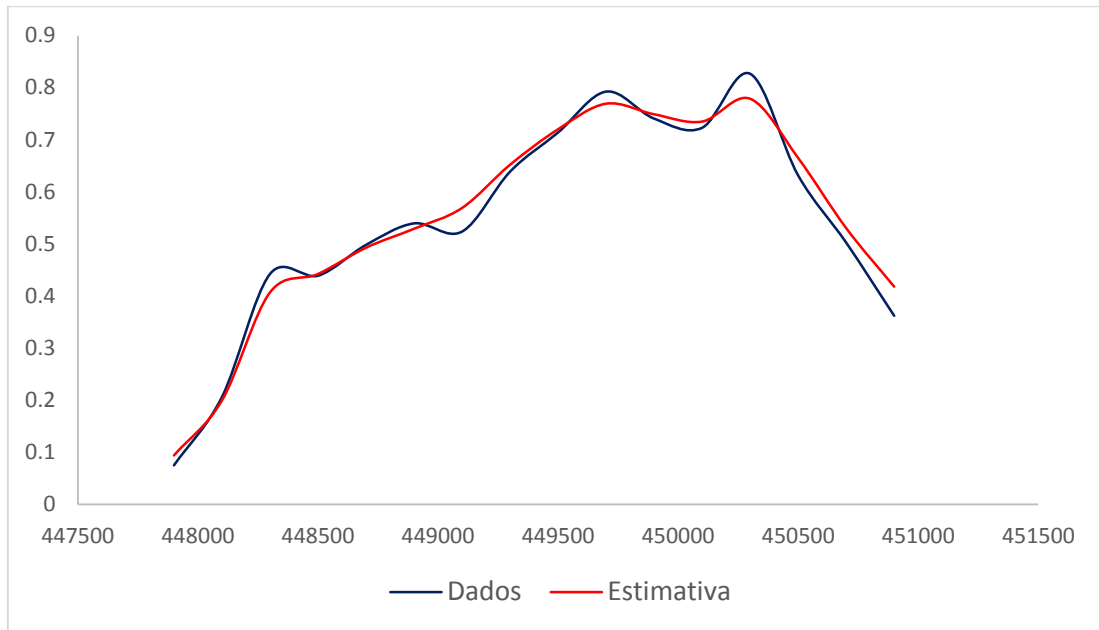


Figura 30. Análise de Deriva dos teores de Níquel no eixo X

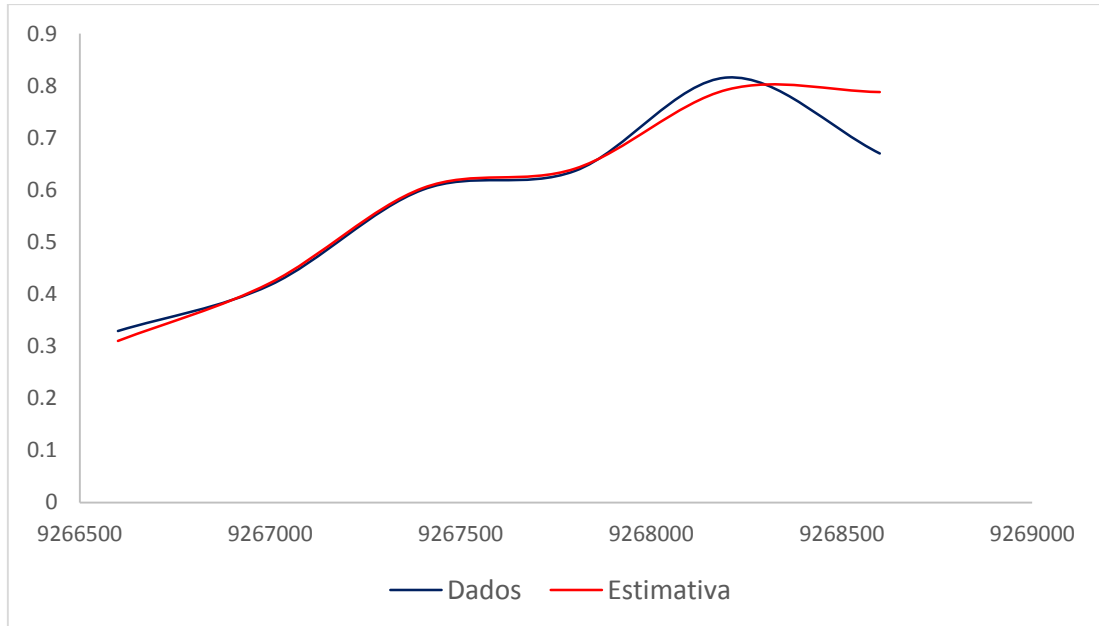
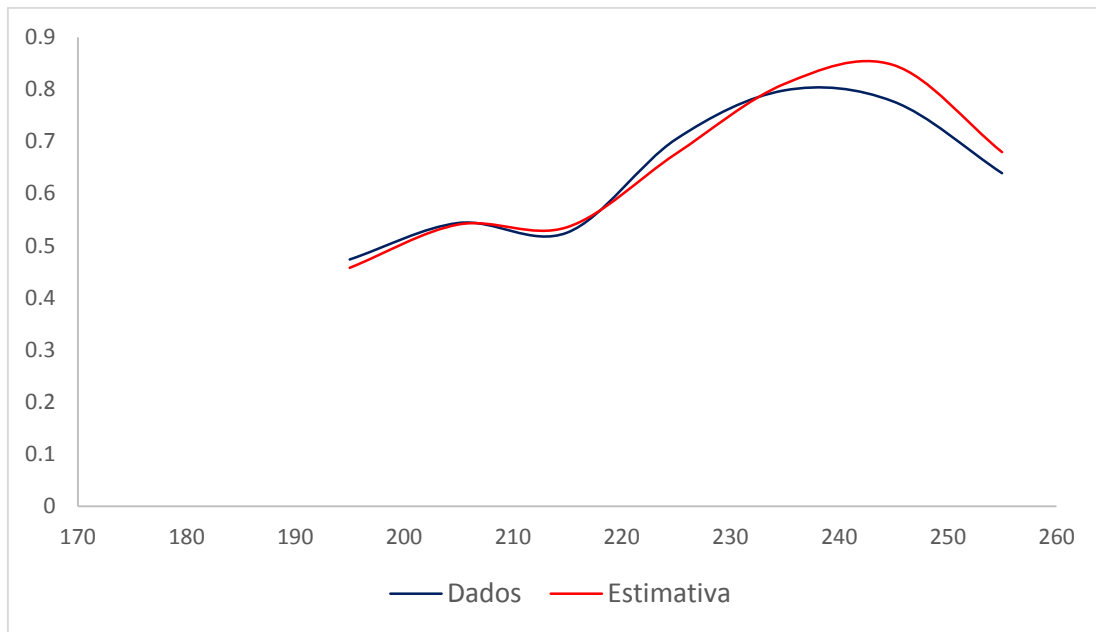
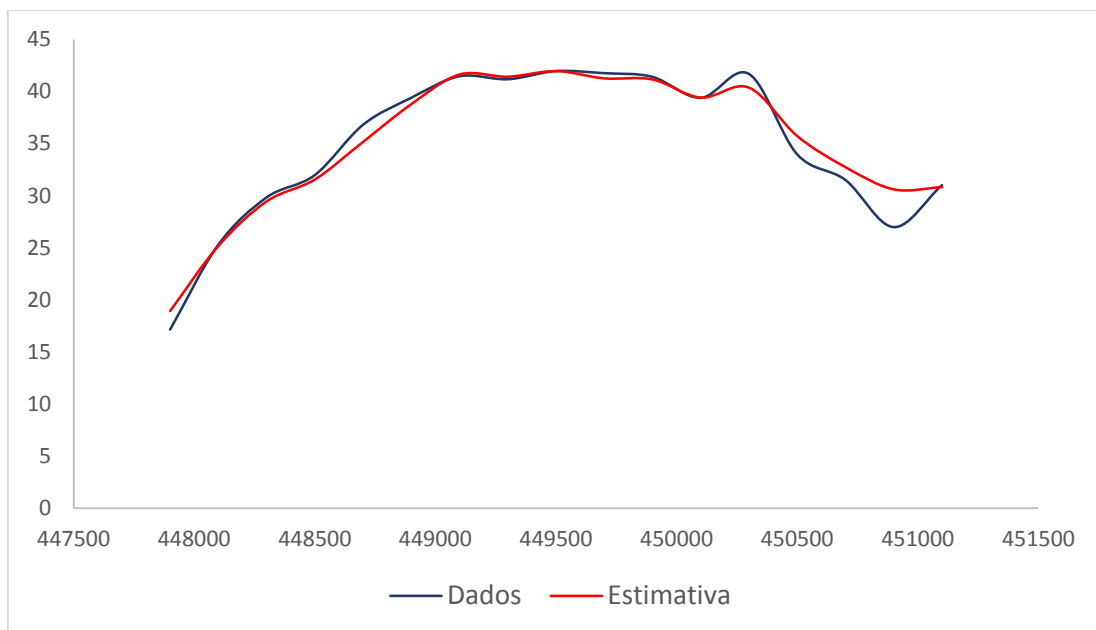


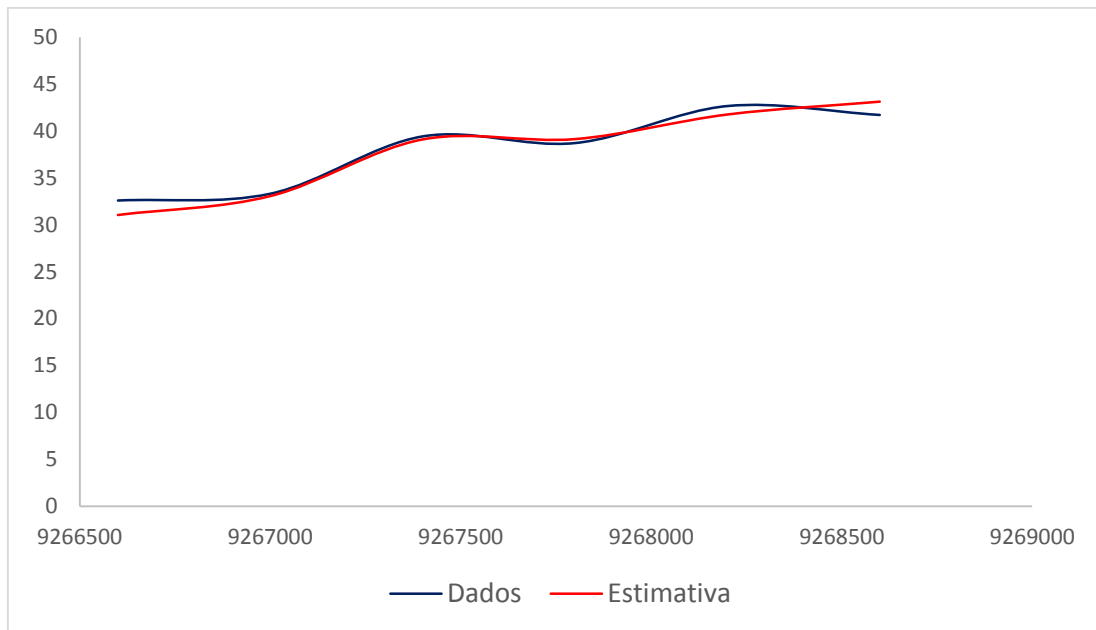
Figura 31. Análise de Deriva dos teores de Níquel no eixo Y



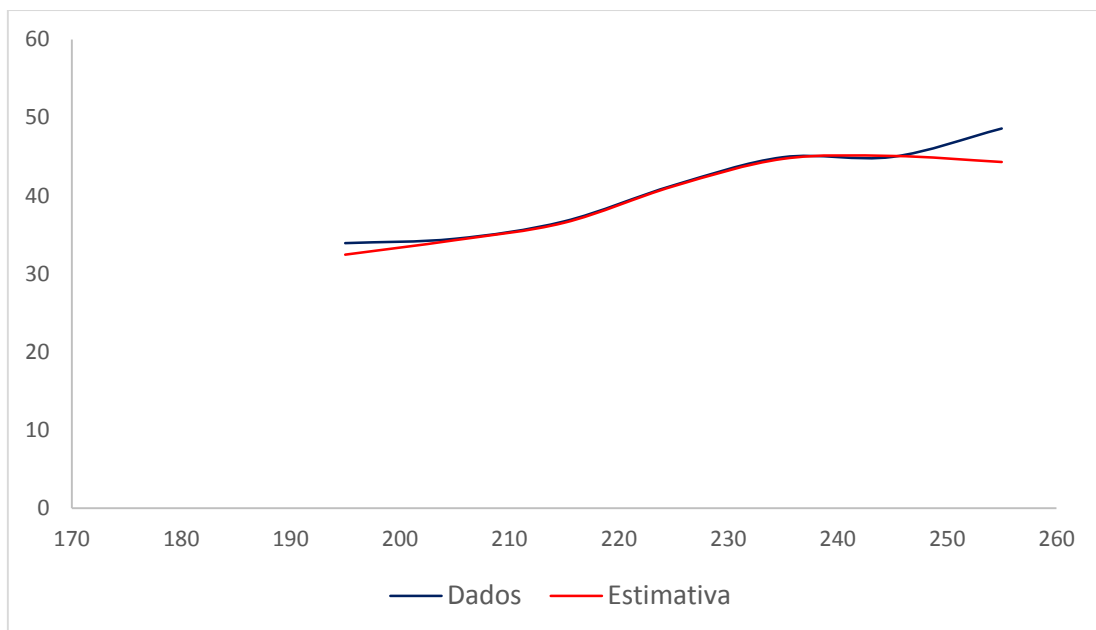
*Figura 32. Análise de Deriva dos teores de Níquel no eixo Z*



*Figura 33. Análise de Deriva dos teores de Ferro no eixo X*



*Figura 34. Análise de Deriva dos teores de Ferro no eixo Y*



*Figura 35. Análise de Deriva dos teores de Ferro no eixo Z*

3.7.1.2.2 Domínio 2

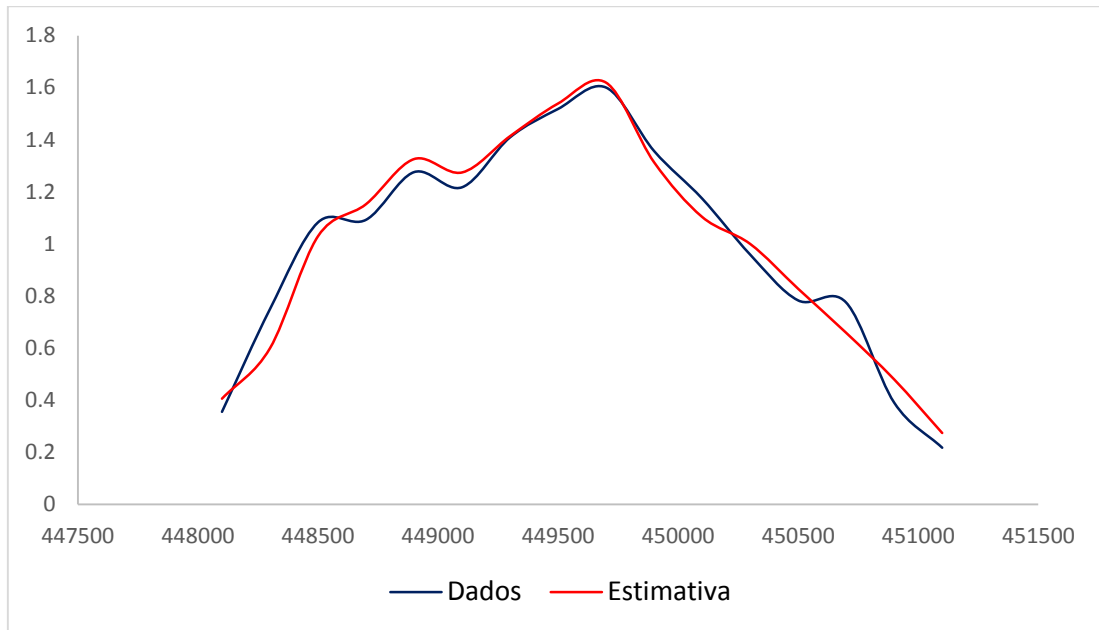


Figura 36. Análise de Deriva dos teores de Níquel no eixo X

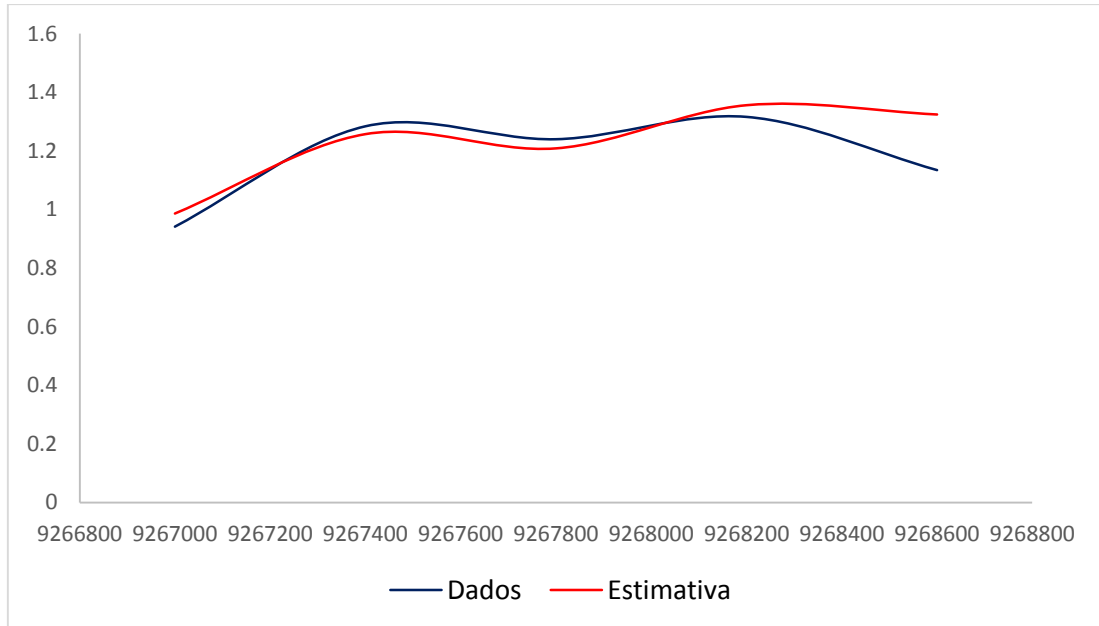
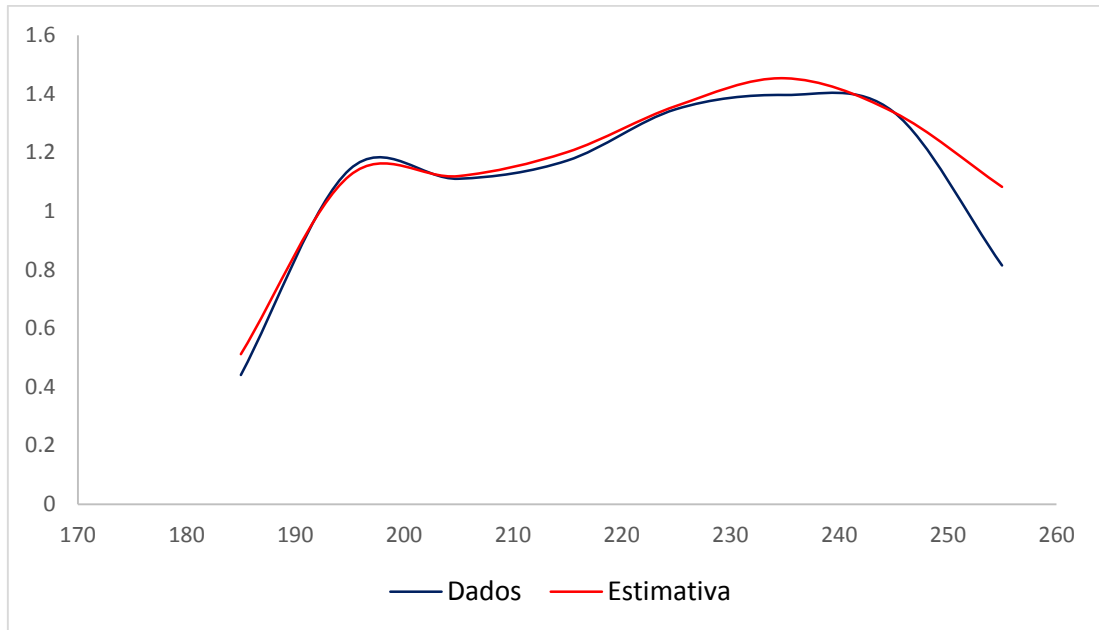
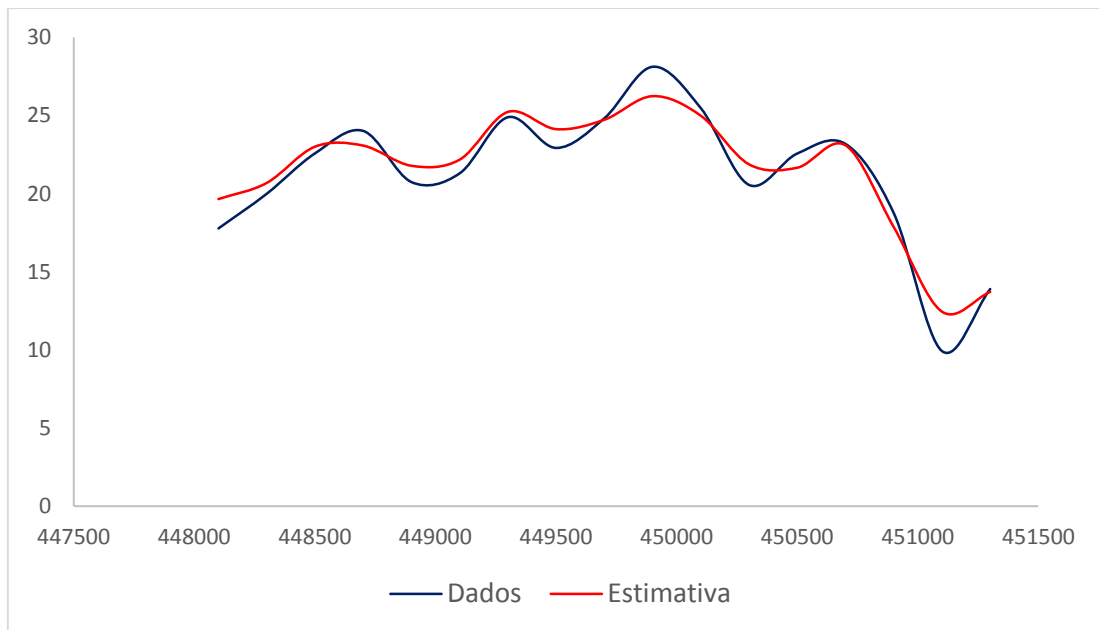


Figura 37. Análise de Deriva dos teores de Níquel no eixo Y





*Figura 38. Análise de Deriva dos teores de Níquel no eixo Z*



*Figura 39. Análise de Deriva dos teores de Ferro no eixo X*

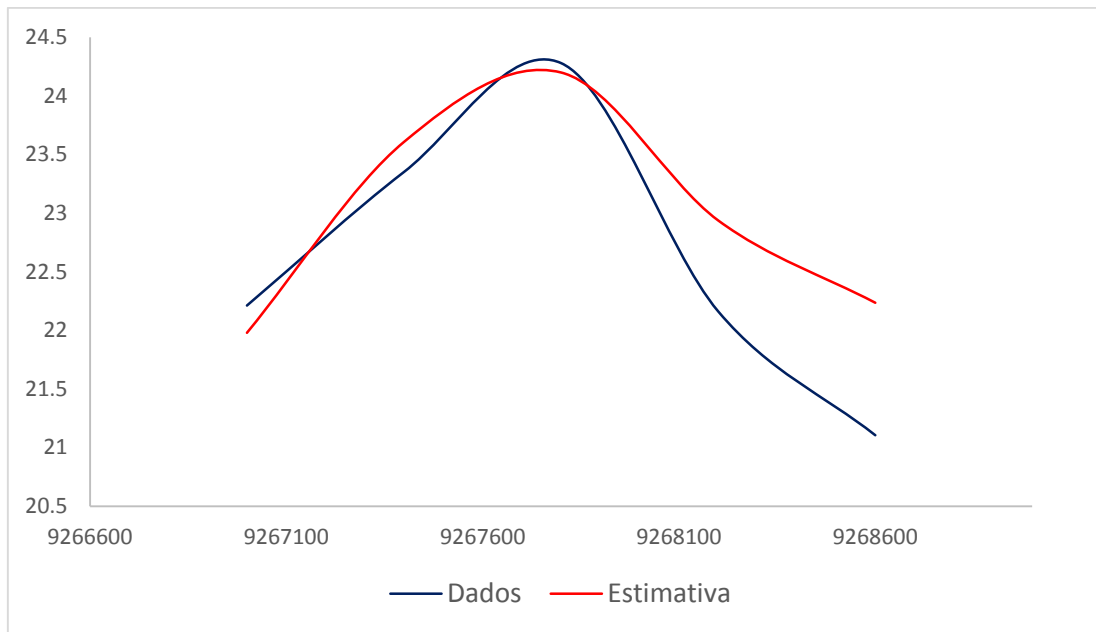


Figura 40. Análise de Deriva dos teores de Ferro no eixo Y

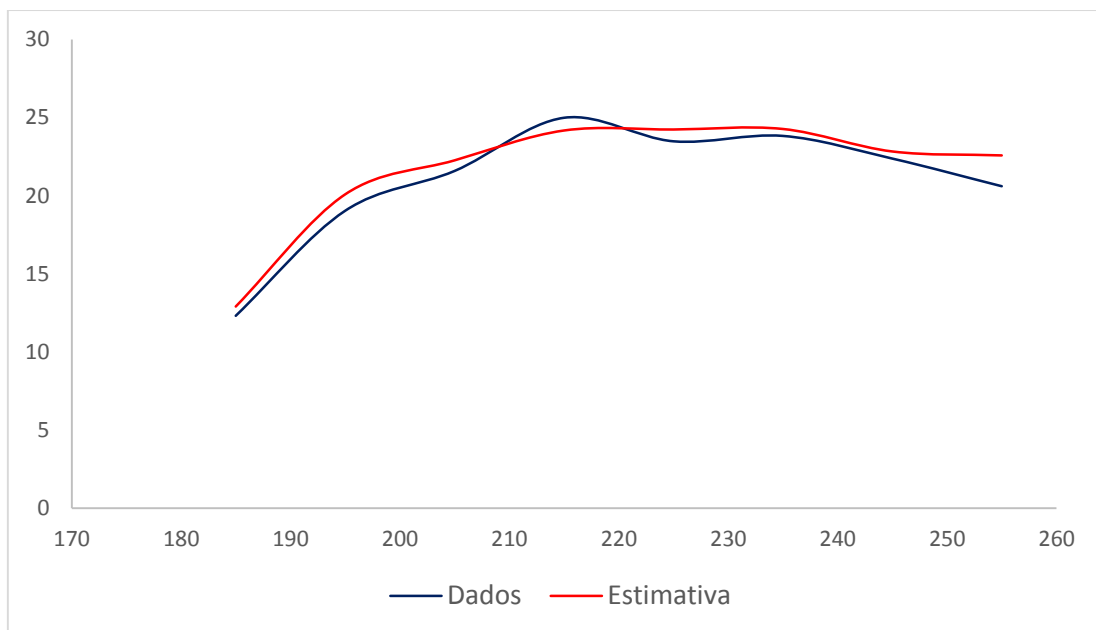


Figura 41. Análise de Deriva dos teores de Ferro no eixo Z

### 3.8 Quantificação de Recursos

Após a validação dos dados foi construída a curva de parametrização do depósito.

Foram determinados teores de corte para o níquel e para o ferro, e suas correspondentes toneladas e teores médios.

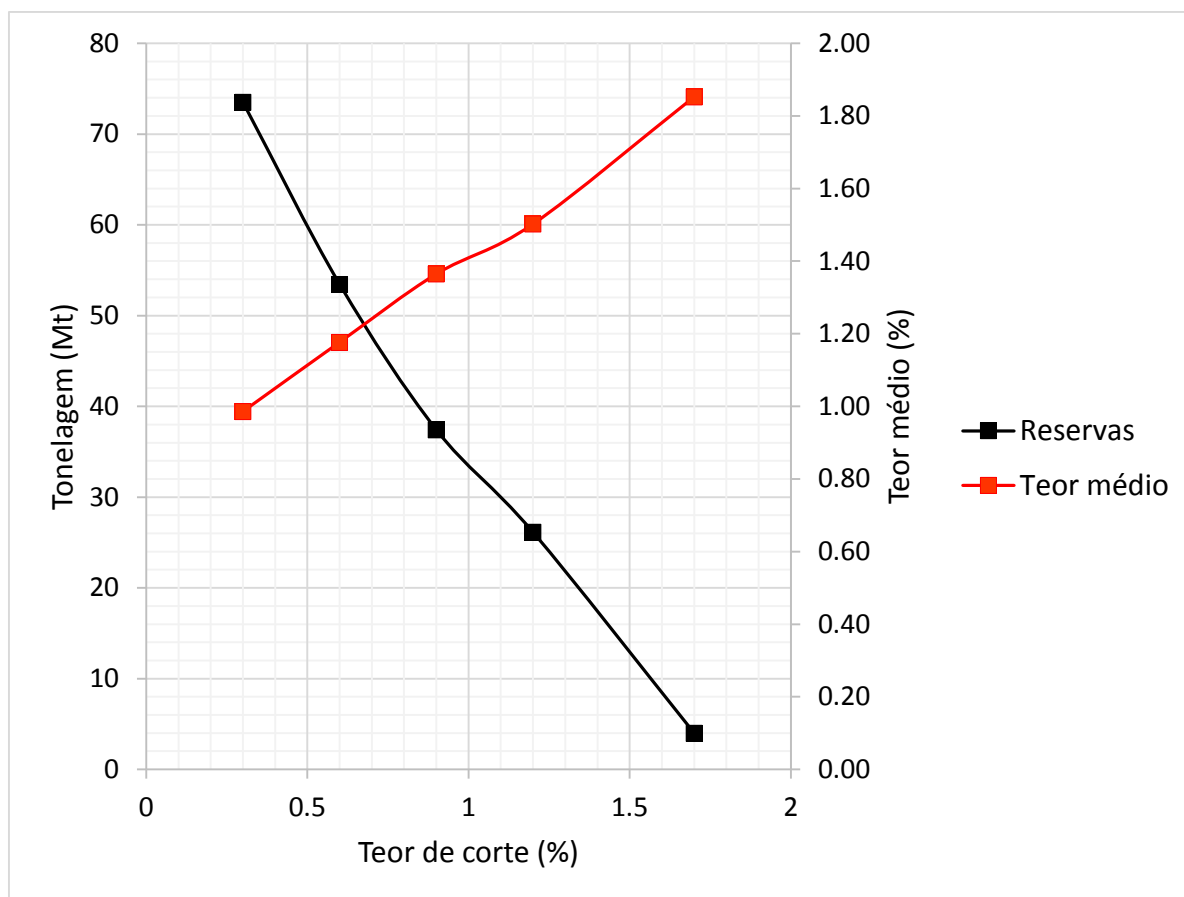


Figura 42. Curva de Parametrização do Níquel

Tabela 8. Teores de corte, toneladas e teores médios do Níquel

Teor de corte (%)	Mt	Teor médio (%)
0	78.70	0.93
0.3	73.50	0.99
0.6	53.45	1.18
0.9	37.42	1.36
1.2	26.14	1.50
1.7	4.00	1.85

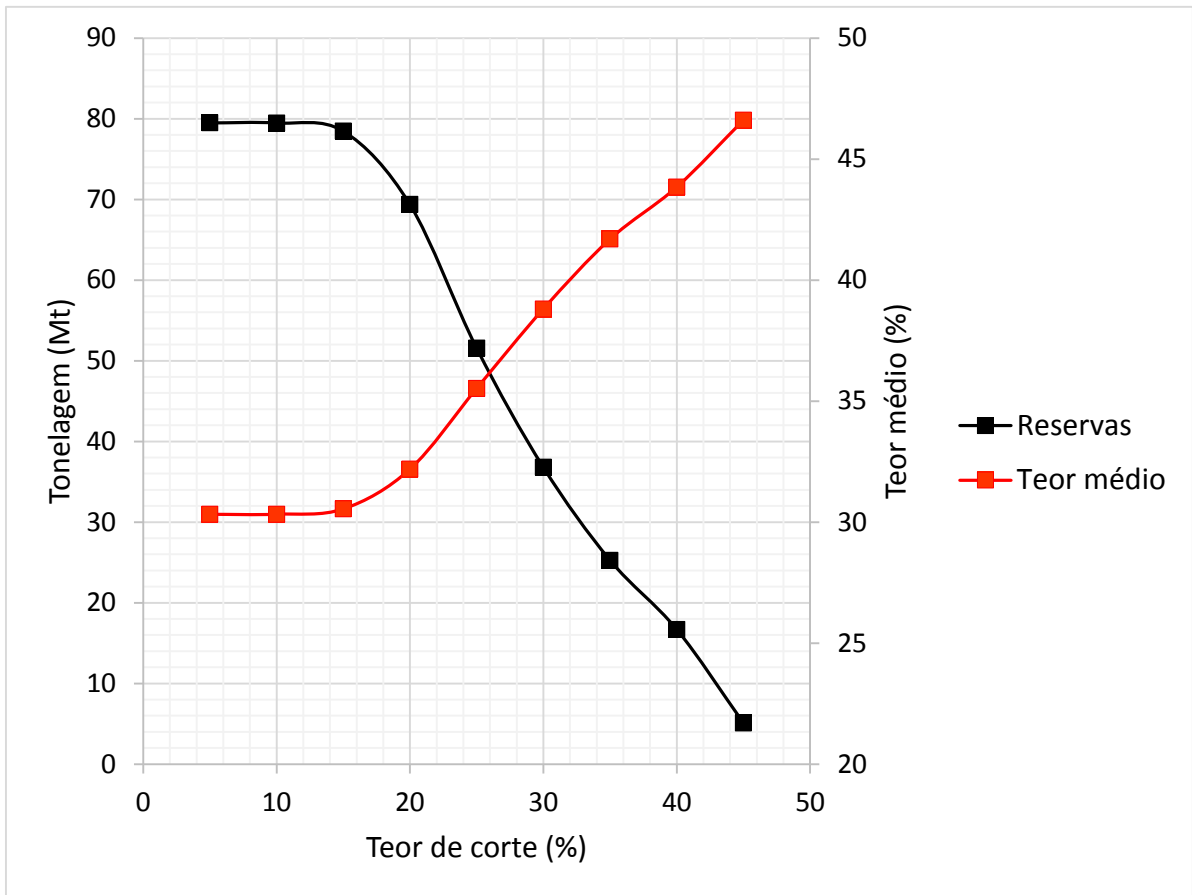


Figura 43. Curva de Parametrização do Ferro

Tabela 9. Teores de corte, toneladas e teores médios do Ferro

Teor de corte (%)	Mt	Teor médio (%)
0	79.49	30.32
5	79.49	30.32
10	79.48	30.33
15	78.47	30.54
20	69.37	32.19
25	51.57	35.53
30	36.80	38.81
35	25.27	41.70
40	16.70	43.85
45	5.10	46.61

### 3.9 Classificação de Recursos

Primeiramente os recursos foram classificados em três classes através do método do alcance do variograma.

Classe 1: mínimo de 4 e máximo de 32 amostras em uma vizinhança de busca correspondente a  $\frac{1}{3}$  do alcance do correlograma.

Classe 2: mínimo de 3 e máximo de 24 amostras em uma vizinhança de busca correspondente a  $\frac{1}{2}$  do alcance do correlograma.

Classe 3: mínimo de 2 e máximo de 12 amostras em uma vizinhança de busca correspondente ao alcance total do correlograma.

Posteriormente a variância de krigagem foi incluída na classificação, porém com menor importância, conforme as figuras abaixo.

O problema de utilizar a variância da krigagem está no fato dela ser independente dos valores dos dados utilizados na estimativa. A única ligação é por meio do variograma, que é calculado globalmente e não localmente, como seria necessário para aferir a precisão de uma estimativa local.



Figura 44. Classificação dos recursos de níquel utilizando a variância de krigagem

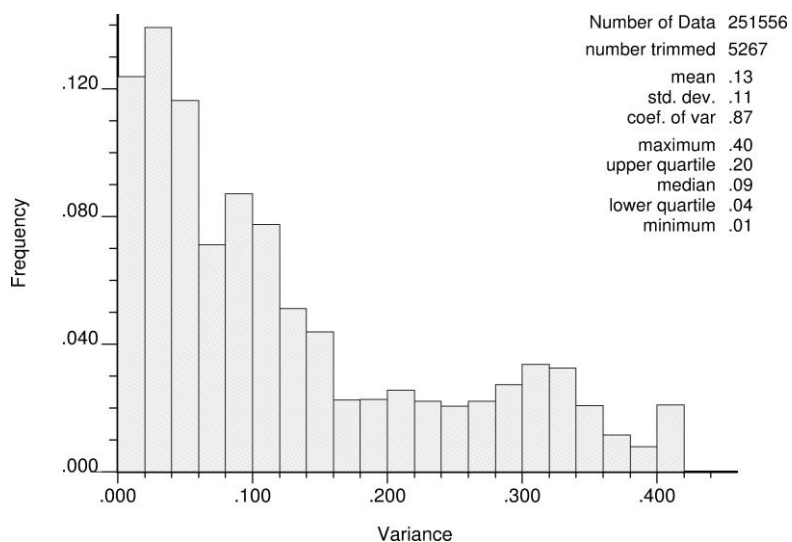


Figura 45. Histograma da variância de krigagem da estimativa de níquel



Figura 46. Classificação dos recursos de ferro utilizando a variância de krigagem

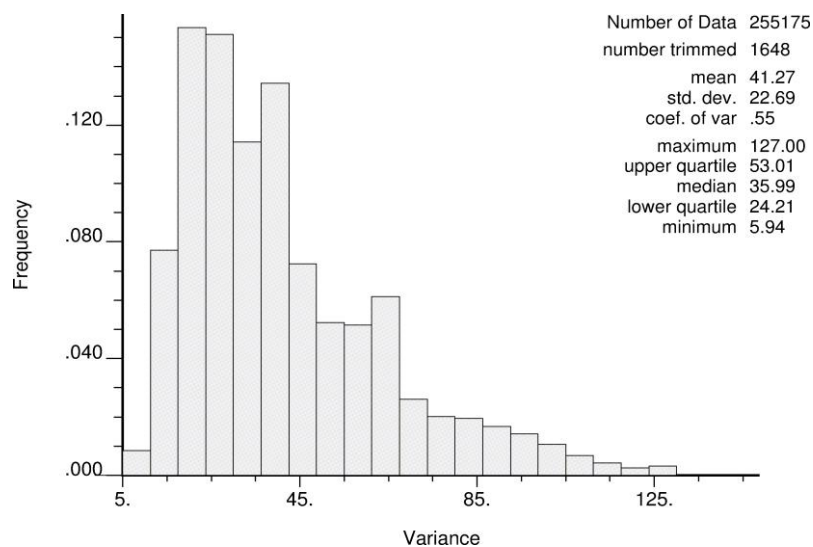


Figura 47. Histograma da variância de krigagem da estimativa de ferro

Tabela 10. Recursos de Níquel

Recursos	%	Mt	% Ni
Medidos	73.93	58.18	1.13
Indicados	23.23	18.28	1.63
Inferidos	2.83	2.23	1.85

Tabela 11. Recursos de Ferro

Recursos	%	Mt	% Fe
Medidos	88.42	70.29	32.0
Indicados	9.18	7.30	46.6
Inferidos	2.4	1.91	46.6

## 4 Geomecânica

### 4.1 Parametros geotecnicos

A análise dos parâmetros geotécnicos é de suma importância para o esclarecimento das condições limitantes de trabalho durante a fase de produção da mina. O perfil geológico do terreno, apesar de raso, contém uma grande gama de domínios geotécnicos onde cada um destes possui características diferentes. Com características mais semelhantes entre si, releva-se as litologias em em quatro grupos geotécnicos diferentes. De maneira simplificada, teríamos:

Domínio Geotécnico	Espessura	Resistência	Descrição
Camada Limonítica	Média 3 metros; Até 13 metros;	Baixa até Média	Argiloso; Vermelho; Presença de vegetação;
Saprólito Mole	Média de 7.5 metros; Até 22 metros;	Baixa	Forte intemperismo; Amarelo à Verde;
Saprólito Duro	Média 4 metros; Até 15 metros;	Média até Alta	Dunitos e Piroxenitos; Verde escuro à Preto;
Rocha Fresca	Até 150 metros	Alta	Dunitos pretos; Arrancar com materiais apropriados;

É importante notar que o domínio geotécnico chamado de Camada Limonítica trata-se de uma cobertura, material sem valor econômico, uma argila rica em ferro mas pobre em teores de níquel e não possui interesse econômico primo. O domínio seguinte, Saprolito Mole, é possuidor de teores de Ni viáveis à exploração. Os dois domínios restantes, localizados em cotas inferiores, são rochas mais competentes cujo os teores não são atrativos.

O estudo da qualidade do material onde os trabalhos ocorrem tem proposito de entender os riscos aos quais estão submetidos os homens, as maquinas e até mesmo a operação em si quando a resistência dos taludes é exigida.



O perfil litológico e suas características indicam que os taludes da operação podem sofrer ruptura circular, por serem basicamente compostos de material argiloso, da seguinte maneira:

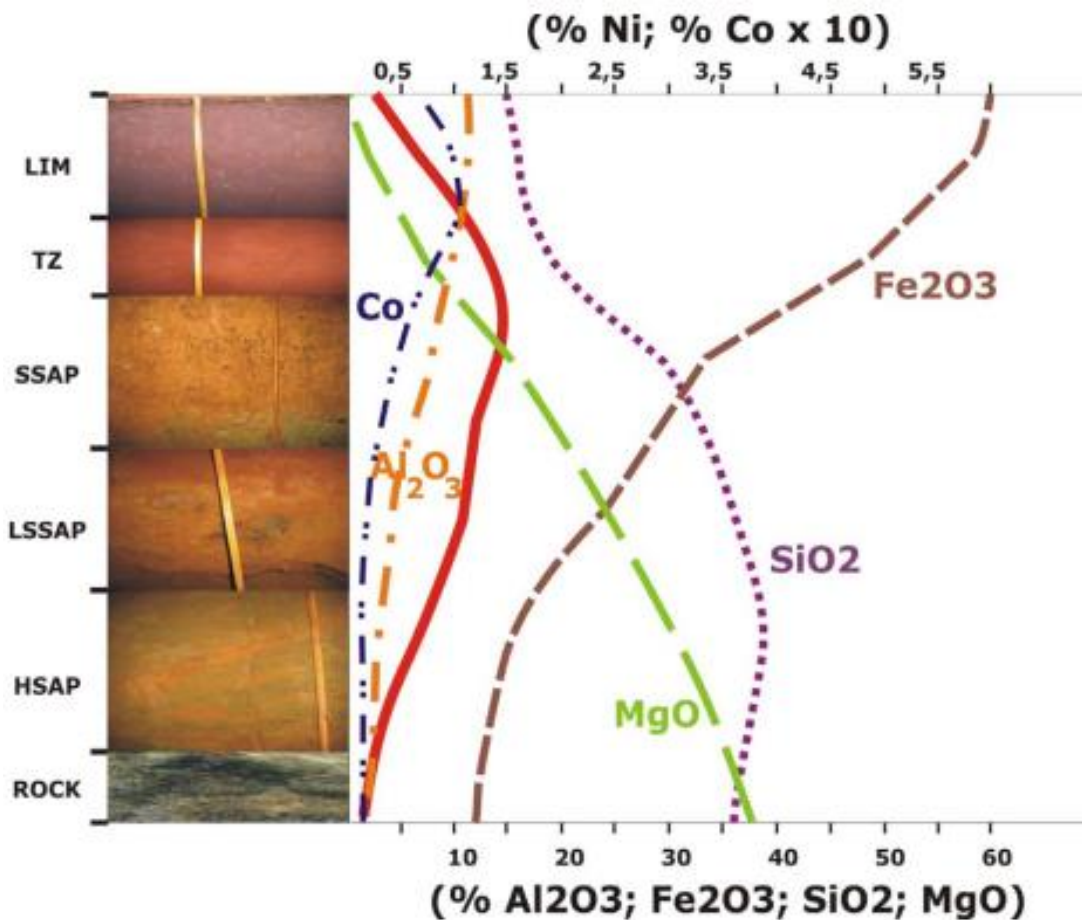


Figura 48. Perfil litológico

Rupturas de face e outras instabilidades correspondem geralmente à composições rochosas e logo não houve a necessidade de analisar o risco de ocorrência de tais fenômenos.

A análise por ruptura circular foi realizada pelo software Slide e demandou como entrada dados como coesão, densidade e ângulo de atrito interno dos materiais. No caso, temos a ocorrência tanto de taludes compostos puramente de estéril quanto taludes puramente de minério e taludes mistos, com bancadas de composições diferentes entre si. Para cada material, a literatura (Professor Souza Pinto, Teoria e Prática em Mecânica dos Solos) apresenta propriedades diferentes, conforme a tabela 12.

Tabela 12. Propriedades dos materiais

Propriedade	Camada Limonítica (Cobertura)	Saprólito Mole (Minério)
Densidade (kN/m <sup>3</sup> )	22.5	18.5
Coesão (kN/m <sup>2</sup> )	23	27
Ângulo de Atrito Interno	28°	30°

## 4.2 Geometria e Estabilidade de Talude

Com o andar da operação, a extração de minério e a movimentação de estéril vão expor níveis de diferentes cotas separados por bancadas. As sequencias de bancadas compõem os taludes da operação e o fator de segurança é o parâmetro diretriz para determinar a geometria do mesmo.

Pelo software Slide, diferentes taludes foram desenhados variando-se o ângulo de face e altura de bancada, e de maneira iterativa procuramos o fator de segurança que melhor se adapta à cada ocasião.

Primeiramente, a partir do software Surfer, mapas de espessuras foram gerados tanto para o estéril quanto para minério e ainda para talude total. Os histogramas de espessuras gerados dão ideia da frequência em que cada tamanho de bancada e talude ocorrem.

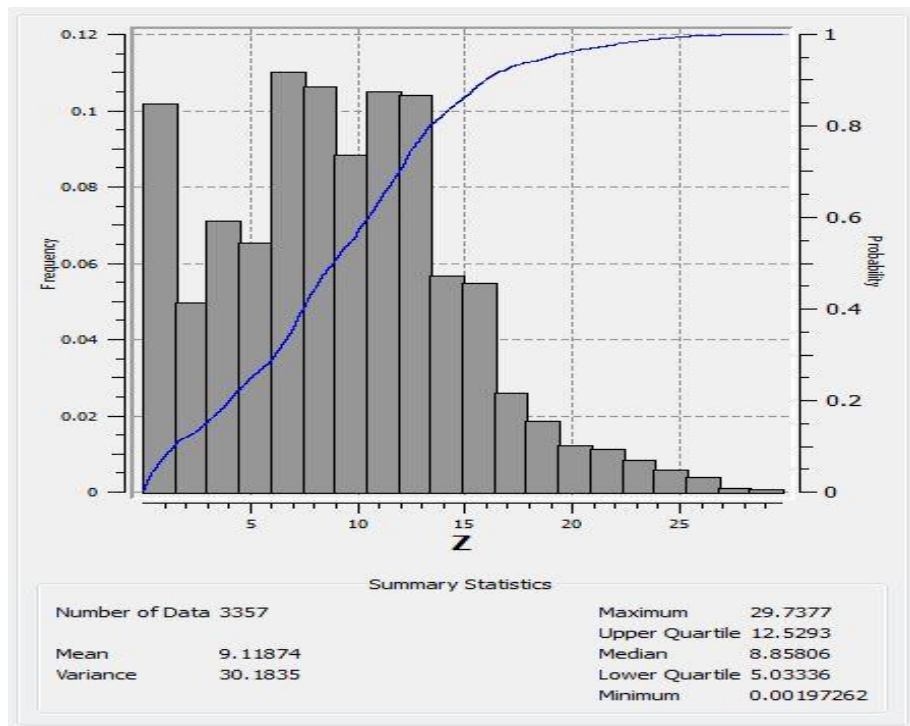


Figura 49. Histograma de profundidade de cava

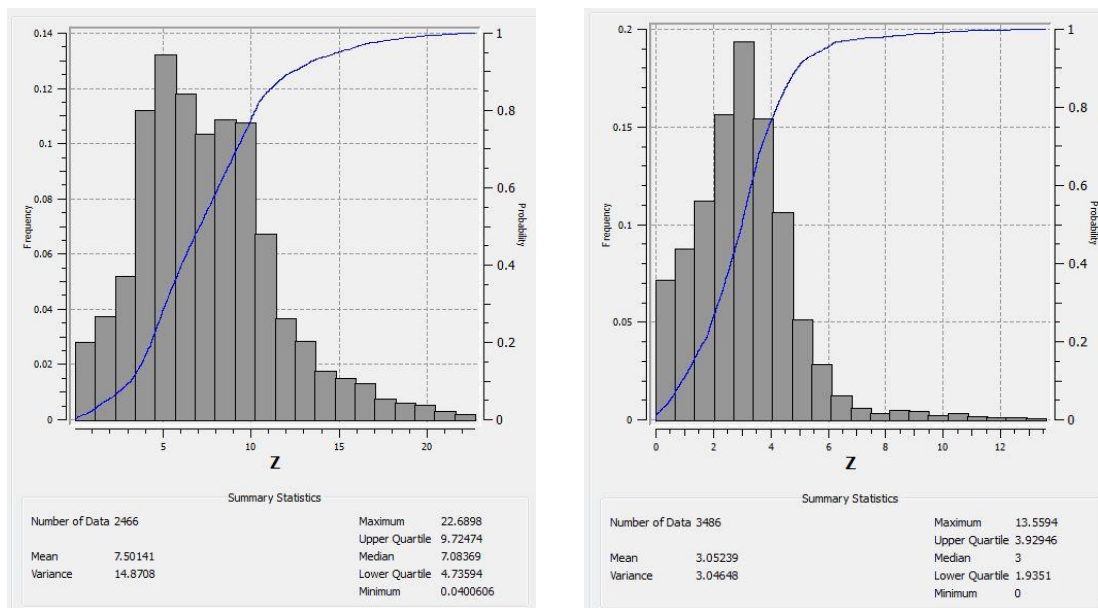


Figura 50. Histogramas de Espessuras Minério (esquerda) e Estéril (direita)

Observa-se pelos histogramas que os taludes costumam ocorrer com maior frequência num tamanho de até 13 metros (frequência acumulada em 80%). Analogamente, as bancadas superiores chamadas de cobertura ou estéril possuem até 4 metros e as bancadas inferiores compostas pelo minério possuem até 9 metros.

No entanto, ocasiões onde as alturas de bancada superam estes tamanhos ainda são frequentes e diferentes geometrias são exigidas para que um comportamento seguro aconteça sempre. A pior situação foi considerada quando o talude tem uma altura total de 30 metros, compostas de bancadas de cobertura de 13 metros e bancadas de minério de 17 metros.

As iterações realizadas no Slide nos trouxeram as seguintes geometrias que alcançariam os resultados ideais para fator de segurança:

	Talude P80	Talude Máximo	
Altura de talude	13 m	30 m	
4 m	13 m	Bancada de Cobertura	
9 m	17 m	Bancada de Minério	
65°	45°	Ângulo de Face	
6 m	6 m	Largura de berma	
28°	36°	Ângulo Global	

Além de levar em conta a geometria das bancadas e a composição do material de cada uma delas, no software Slide foi simulada a presença de água no solo argiloso além de uma carga, que seria a representação de uma máquina operando montada sobre a própria bancada.

A figura à seguir exemplifica o cálculo do fator de segurança global para um talude de grandeza máxima.

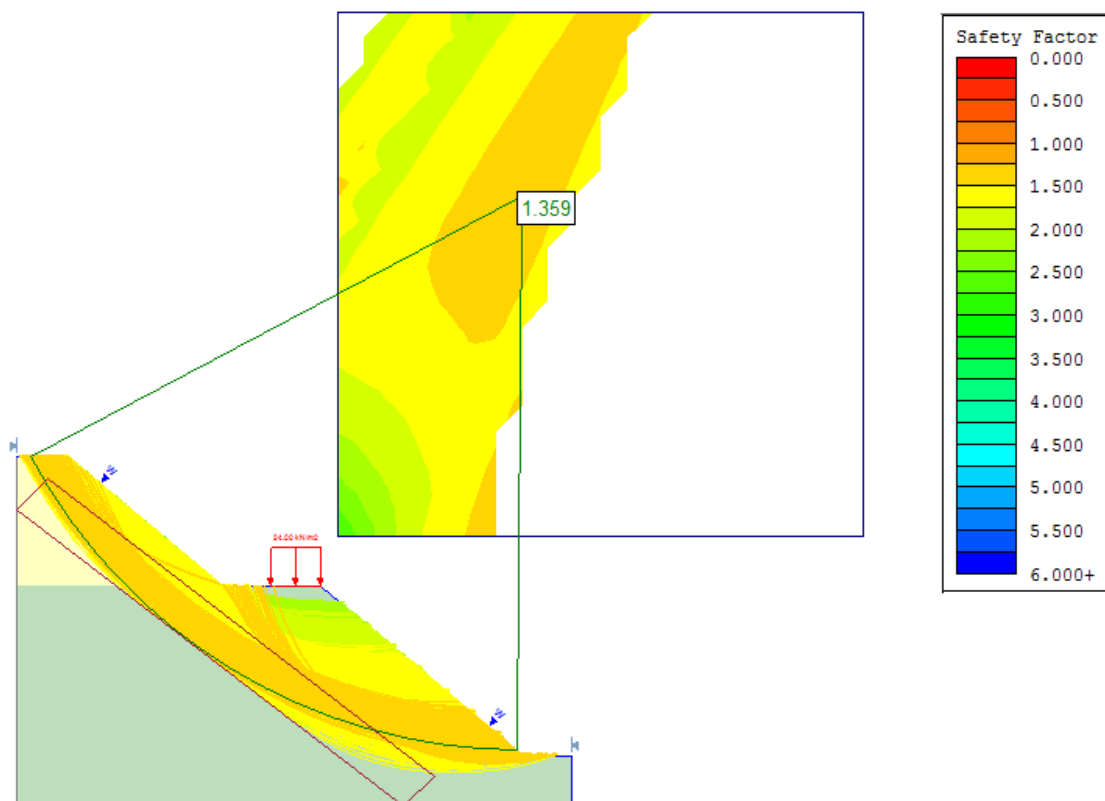


Figura 51. Cálculo do fator de segurança global para talude máximo obtido por Slide

O fator de segurança obtido como resposta indica que o talude, com a geometria apresentada na tabela anterior, é resistente a ruptura circular. Os taludes foram analisados localmente e globalmente, levando-se em conta as geometrias máximas e geometrias mais frequentes (P80). Os resultados estão apresentados na tabela abaixo.

Tabela 13. Resultados obtidos para os fatores de segurança

	Talude P80	Talude Máximo	
Presença de água	30%		
Presença de Carga	24 kN/m <sup>2</sup>	24kN/m <sup>2</sup>	
	1.95	1.34	FS Local Cobertura
	1.48	1.36	FS Local Minério
	1.78	1.35	Fator de Segurança Global

Os resultados obtidos foram positivos, logo os taludes poderão suportar as condições às quais estão sujeitos, nas geometrias determinadas, sem risco de sofrer análise de ruptura circular.

## 5 Plano de Lavra

### 5.1 Escolha do Método de Lavra

A literatura indicou que as condições às quais o depósito mineral se encontrava favoreceriam o método de Strip Mining. Segundo o SME Mining Engineering Handbook de 2011, *para minerais que se encontram dentro de um alcance economicamente viável para exploração à céu aberto, e quando a geometria específica do depósito, tabular ou acamadado, permite ou direciona a lavra o método de Strip Mining pode ser aplicado*. No caso estudado possuímos um depósito tabular, de grande extensão no plano horizontal, com pequena inclinação e baixa resistência ao arranque.

As pequenas espessuras no sentido vertical também são diretrizes do método de lavra, indicando a classe de equipamentos que podem ser utilizados. *Para espessuras de cobertura menores que 15 metros, normalmente o melhor custo benefício é trabalhar com escavadeiras hidráulicas menores carregando caminhões de tamanho apropriado*. Como observado nos histogramas de espessura, a cobertura possui frequentemente 4 metros e adequa-se bem ao desejado. A mesma literatura indica que espessuras menores que 2 metros exigiriam o uso de tratores sobre esteiras, empurrando o material para a praça ao invés de carrega-lo em caminhões. Já espessuras de cobertura maiores que 15 metros demandariam o uso de shovel, movimentando volumes maiores. Desta maneira, o depósito mineral é dividido em strips de 50 metros de largura e com extensões e espessuras variáveis. As strips serão exploradas por retro escavadeiras, montadas sobre as mesmas bancadas que são escavadas e carregando caminhões localizados na praça. Três escavadeiras vão trabalhar simultaneamente em cada strip, sendo que 1 trabalha para movimentar o estéril e 2 para extrair o minério. Os esquemas abaixo demonstra os passos da exploração.

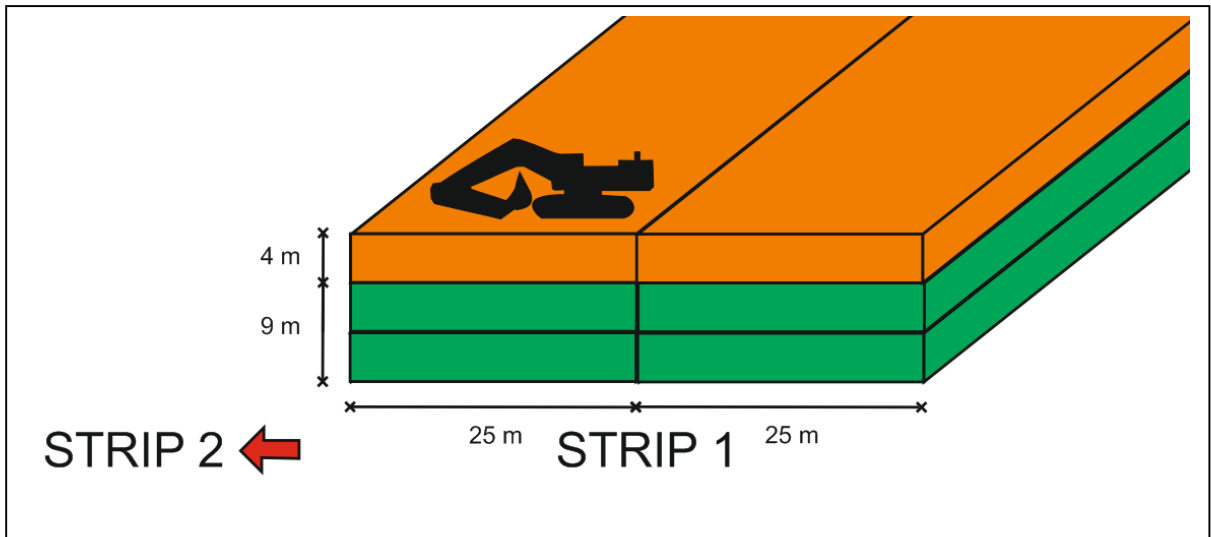


Figura 52. configuração em Strips de 50 metros subdividas pela metade.

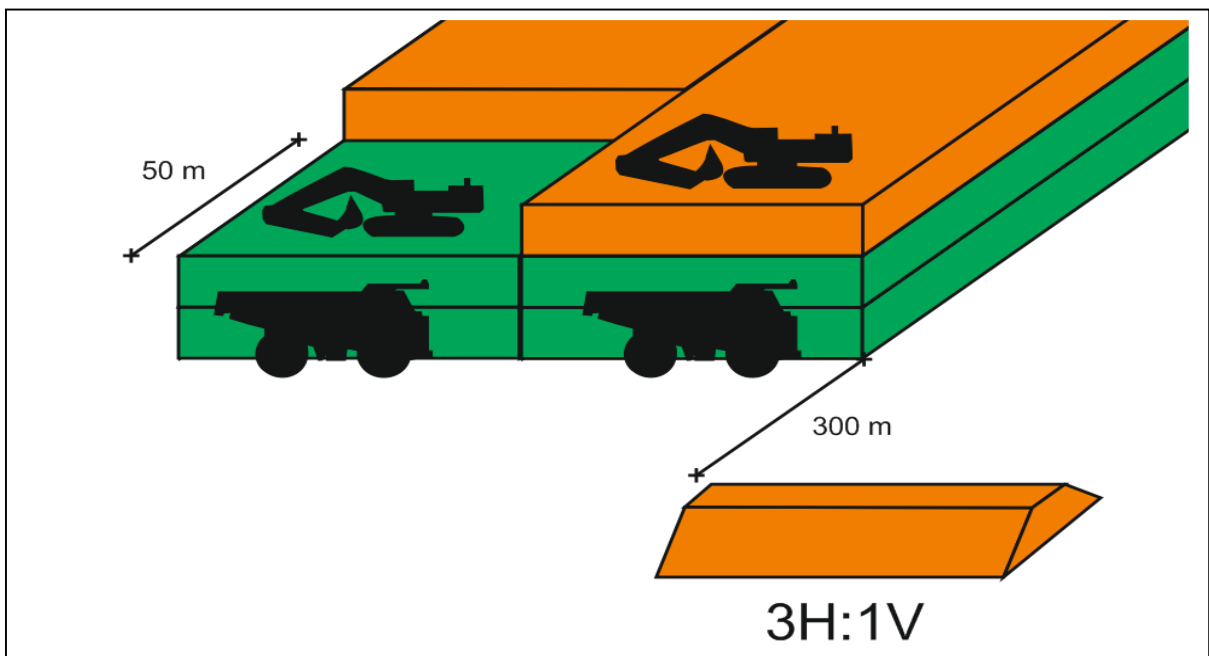


Figura 53. esquema de distância para disposição da pilha de estéril na strip

Normalmente o método de Strip Mining ou Lavra em tiras, pede que a cobertura seja disposta dentro da strip vazia que foi minerada anteriormente. Devido ao pequeno volume de cobertura que será movido, a literatura aconselha que ela seja depositada dentro da própria strip.



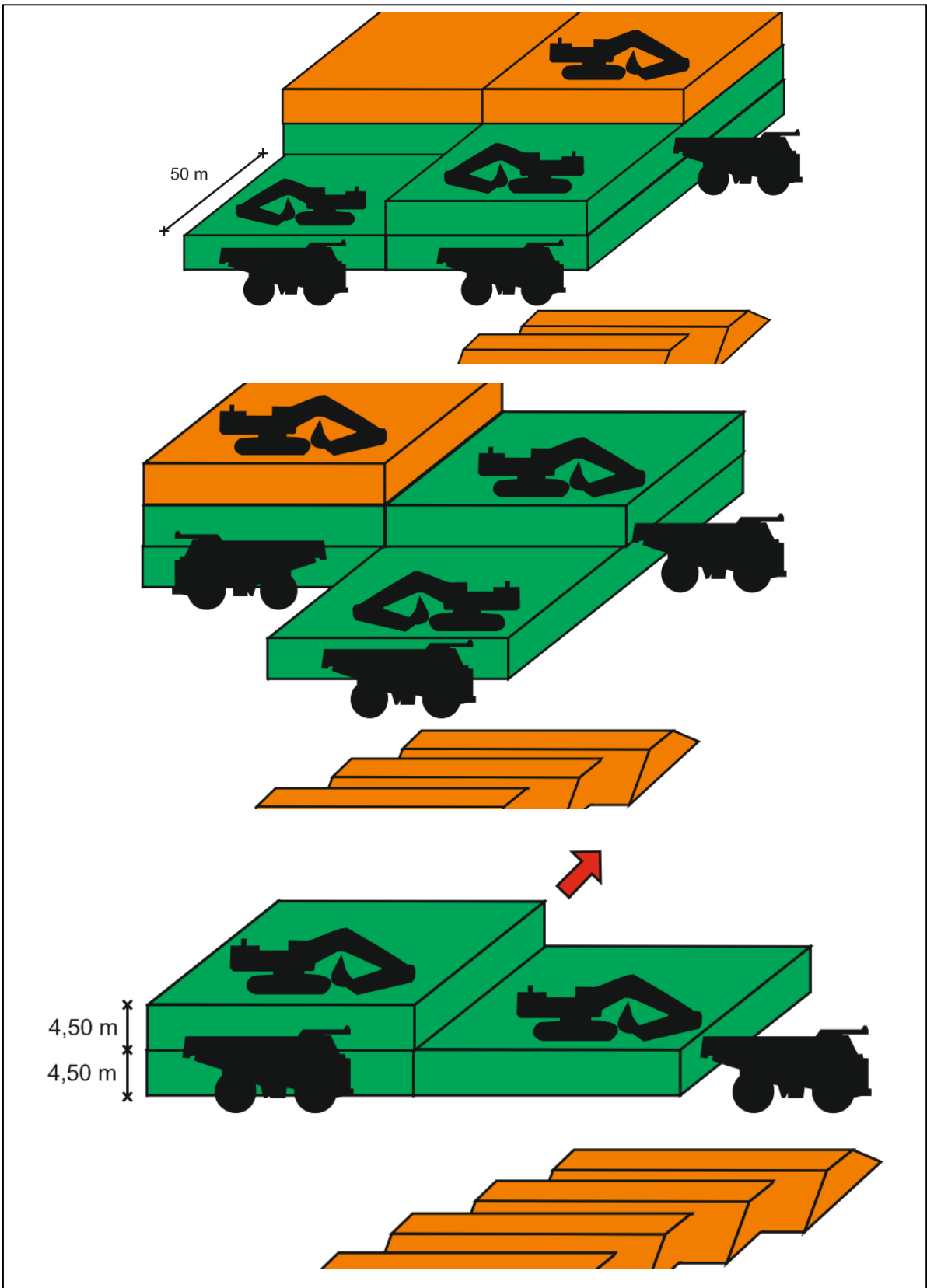


Figura 54. Esquemática da lavra em tiras e disposição dos principais elementos

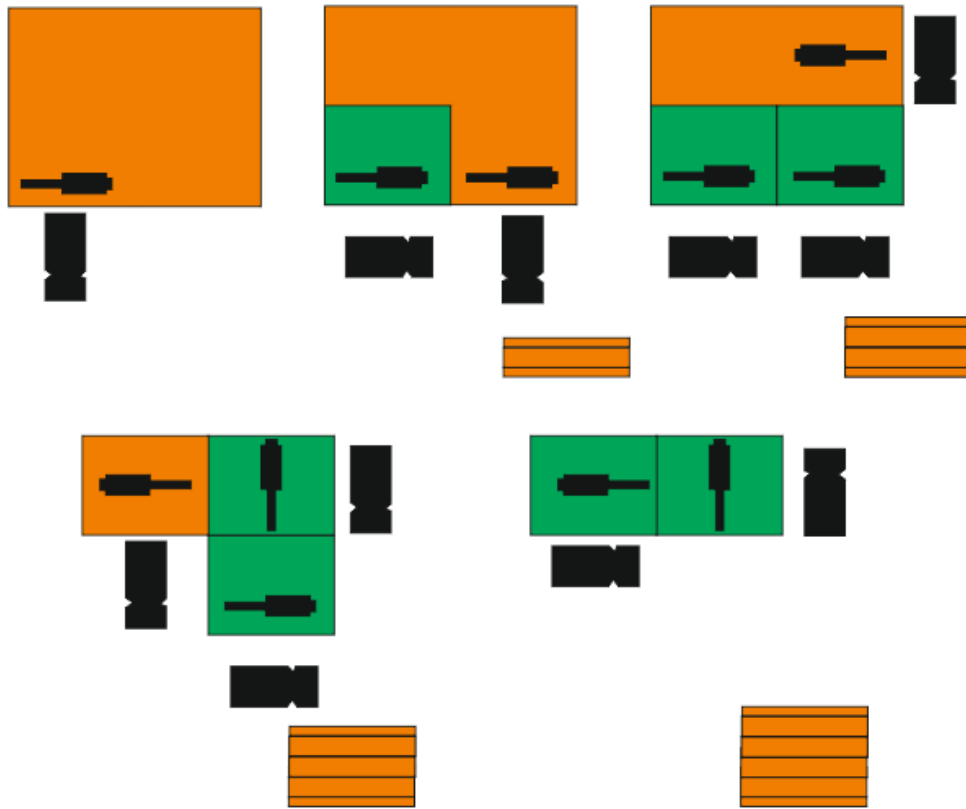


Figura 55. Esquema em vista superior proposto para lavra em tiras

## 5.2 Definição dos Teores de Corte

Os teores de corte Global e Marginal, chamados respectivamente de BCOG e MCOG, apontam quais blocos de uma maneira individual podem ser lavrados gerando receitas e custos.

O teor de corte Global é definido pela equação:

$$\text{BCOG} = \frac{\text{Custo de Lavra} + \text{Custo de Beneficiamento} + \text{Custos G\&A}}{\text{Recuperação da Planta} * (\text{Valor Commodity} - \text{Custo Venda e Refino})}$$

Cada elemento da função foi obtido por estimativa ou por pesquisa dentro da literatura. O custo de lavra foi obtido por uma ponderação do custo de extração do minério e movimentação do estéril em relação ao volume

movimentado dentro de cada elemento. Como resultado obtivemos USD 5,44 por tonelada movimentada.

Já o custo de beneficiamento foi obtido através da literatura, onde examinou-se estudos de casos semelhantes onde há necessidade de um completo sistema de beneficiamento incluindo o Processamento do minério até sua forma concentrada, a Fundição e o Refino até que obtenha-se uma liga de Fe-Ni. Trata-se do maior dos custos, alcançando USD 130,70 por tonelada tratada.

Custos gerais e administrativos foram estimados pela ferramenta MAFMINE, software de economia mineral que aproxima custos de investimento e custos operacionais. O valor sugerido foi de USD 9,30 por tonelada.

Dentro do denominador da função benefício global, o valor de recuperação da planta foi obtido por pesquisa em estudos de caso semelhantes, onde ao final de um processo pirometalurgico, recupera-se 93% do minério.

O cálculo do valor da Commodity foi retirado do mesmo estudo de caso, produzido por um grupo de consultoria em uma mina semelhante de Ni laterítico, e o estimado foi de USD 15,000 por tonelada de Ni no concentrado. O valor é uma ponderação que considera o valor do níquel puro como USD 19,000 obtido pela bolsa de ativos de Londres, mas sofre um desconto devido a ponderação com o volume de Ferro, minério de menor valor.

Os custos de venda foram desconsiderados para o cálculo do BCOG, pois simulou-se que o minério é vendido na porta da mina. Considerações posteriores dentro da análise econômica do projeto irão considerar o custo de venda. O custo de refino já foi considerado dentro do custo de processamento.

Desta maneira o teor de corte global BCOG é 1.04% de Níquel, enquanto o teor marginal foi desconsiderado visto que removendo-se apenas o custo de lavra pouco iria variar o teor em relação ao global. Com a curva de parametrização (Figura 40) podemos determinar as reservas disponíveis.

Por tanto, as reservas apontadas no modelo de blocos são de 32.15 milhões de toneladas de minério, cujo teor médio de Ni é de 1.40%. Estas reservas poderão, no entanto, não ser totalmente recuperadas. Uma função benefício é aplicada à cada bloco do modelo e um valor financeiro deve ser atribuído como resultado. Com o uso do algoritmo de Lerchs-Grossmann determina-se o quanto da exploração das reservas disponíveis seria de fato financeiramente lucrativo.

### 5.3 Função Benefício e Cava Otimizada

A função benefício é a função que atribuiria um valor financeiro a cada bloco do modelo, levando em conta o teor do bloco, os custos e as receitas trazidas pelo bloco após o processamento e venda do mesmo.

Algumas das premissas adotadas para a construção da função derivam do cálculo do teor de corte, mas outras considerações são tomadas para que haja uma simulação real da extração dos blocos e construção da cava ótima financeira.

A função benefício foi aplicada ao modelo de blocos através do comando EXTRA, pelo software Studio 3. Ela é aplicada de maneira integral aos blocos cujos recursos contidos são classificados como medidos ou indicados. Já os blocos que contém recursos Indicados terão valor atribuído apenas o custo de lavra, analogamente aos blocos de estéril.

De maneira geral, a função benefício considera os mesmos custos abordados na formula do teor de corte global: custos de lavra, custos de beneficiamento e custos gerais e administrativos. Além disso, ela estima uma distância a ser percorrida pelos equipamentos de transporte (caminhões) quando eles movimentam minério de um ponto da cava até a entrada da planta de beneficiamento e seus respectivos incrementos de comprimento ano a ano. Os trajetos percorridos por caminhões que carregam estéril foram considerados constantes como demonstrado anteriormente no esquema de lavra. O consumo de combustível do veículo e seu rendimento também são levados em conta na função.

Por fim, assim como os blocos de recursos inferidos, blocos de estéril, aqueles que compõe em sua maior parte a cobertura, também recebem apenas o custo de lavra. O script da função benefício é apresentado da seguinte maneira:

```

Fichier Edition Format Affichage ?
MCOG=0.89
CL=5.44
CP=130.7
CGA=9.30
REC=0.93
HCOST=0.162
ROADGRAD=0.1
HRORE=0.5
XFEED=450622
YFEED=9267690
ZFEED=201

DXFEED=pow(XC-XFEED,2)
DYFEED=pow(YC-YFEED,2)
DZFEED=pow(ZC-ZFEED,2)
DH=((SQRT(DXFEED+DYFEED)))/(1000)
DV=(SQRT(DZFEED))/1000

IF ((DV/DH)>ROADGRAD)
DH=((DV-(DH*ROADGRAD))/ROADGRAD)+DH
END
T1=pow(DH,2)
T2=pow(DV,2)
DIST=(SQRT(T1+T2))+HRORE

IF (CLASSVAR==3)
FB=-(CL)
END

IF (CLASSVAR==1 OR CLASSVAR==2)
IF (NI<MCOG)
FB=-(CL)
END

IF (NI>=MCOG AND NI<BCOG)
FB=((NI*REC*302.58)-(CP+CGA+(DIST*HCOST)))
END

IF (NI>=BCOG)
FB=((NI*REC*302.58)-(CL+CP+CGA+(DIST*HCOST)))
END

erase(T1)
erase(T2)
erase(XFEED)
erase(YFEED)
erase(ZFEED)

```

Figura 56. script da função benefício para aplicação em Studio 3

Uma cava otimizada é gerada a partir da execução do comando EXTRA. A cava é pouco espessa, como já era de se esperar visto a pequena dimensão vertical da camada de minério e da camada de cobertura (em grande parte de no máximo 13 metros), porém de extensão horizontal muito maior. Desta maneira a cava otimizada é apresentada por vista em planta e sugerida pelo NPV Scheduler da seguinte maneira:



*Figura 57. cava otimizada sugerida pelo NPV Scheduler*

As diferentes colorações são sugestões do software de Pushback Time Period, e apontam as regiões que serão lavradas em uma certa ordem cronológica, começando pelas cores frias e escuras e terminando nas cores quentes. A ausência de cor indica regiões que não seriam exploradas, ou seja, blocos que tornariam a operação menos rentável caso fossem explorados.

A cava otimizada no entanto apresenta descontinuidades dentro de si, blocos de estéril ou de recursos inferidos que interromperiam a exploração de uma strip em alguns pontos. Afim de manter a continuidade da strip e a não interrupção da operação, que poderia significar perdas semelhantes do que a própria remoção dos blocos, tais blocos serão explorados. Logo, um novo projeto de cava é realizado, uma cava operacional que seria fiel à realidade.

#### 5.4 Operacionalização da Cava

A cava operacional foi projetada baseado na cava otimizada apresentada pelo NPV Scheduler. Ela mantém a relação de cores proposta pelo Pushback Time Period, com cores frias representando os primeiros blocos à serem

explotados e cores quentes os últimos passados da operação, com pequenas ressalvas. As cores também farão parte da setorização da área, maneira de melhor organizar a operação.

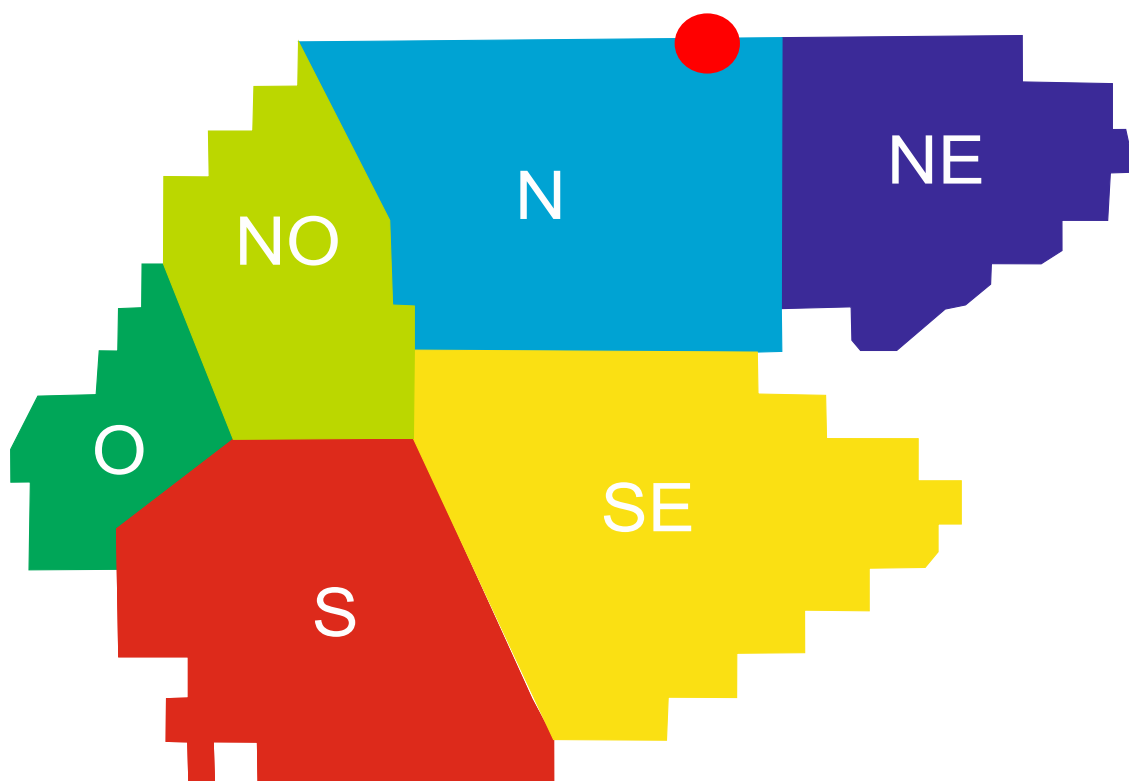


Figura 58. Cava operacional setorizada e ponto de saída para planta de beneficiamento

Cada setor possui características diferentes além da extensão, como a relação estéril-minério, o teor médio de Ni e a distância para planta de beneficiamento. O quadro abaixo representa estas características.

Tabela 14. Caracterização dos setores da cava operacional

Painel	Extensão (ha)	REM	Teor Médio Ni	Maior Distância p/ Planta (m)
Nordeste	37.5	0.64 : 1	1.19%	1650
Norte	54.2	0.46 : 1	1.48%	1500
Noroeste	26.7	0.42 : 1	1.43%	1900
Oeste	44.9	0.63 : 1	1.38%	2100
Sul	49.9	0.47 : 1	1.22%	2950

Sudeste	57.5	0.73 : 1	1.40%	3000
---------	------	----------	-------	------

## 5.5 Sequenciamento e Produtividade

O sequenciamento de lavra sugerido pelo software NPV Scheduler muitas vezes contém descontinuidades ou mudanças repentinas nos sentidos de lavra. Para que seja possível a execução da lavra tiras, um certo sequenciamento contínuo deve ocorrer. Com a utilização de filtros de Excel, foram separadas as tiras paralelas que eram capazes de compor um volume aproximado de 1.5 milhões de toneladas de minério. Cada um destes grupos de tiras seria determinado como a área a ser lavrada anualmente. O sentido atendido tenta aproximar o sentido sugerido pelo NPV Scheduler, e como resultado temos:

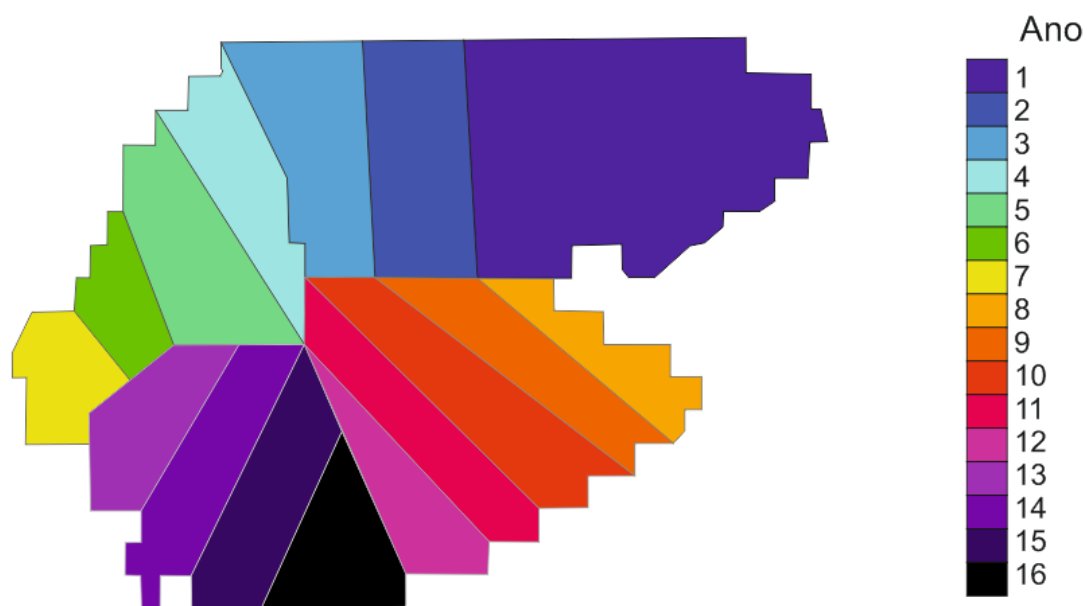


Figura 59. Sequenciamento ano a ano da lavra

Observamos que as extensões das áreas lavradas diferem muito quando comparado visualmente o ano 1 ao ano 7, por exemplo. O fenômeno ocorre pois os volumes de minério retirados são próximos, logo a espessura de ambos difere para compensar a diferença horizontal.

A malha de strips segue um sentido semi paralelo às linhas divisórias dos anos de sequenciamento. Como determinado anteriormente, cada strip tem a largura de 50 metros além de extensões que variam podendo chegar à 700 metros e profundidades de até 30 metros. A malha de strips foi subdividida, como



demonstrado em esquemas na Escolha do Método de Lavra, com a extensão de 50 metros. As strips são lavradas do sentido de fora para dentro da cava, de maneira que as maiores distâncias para caminhões transportarem minério ocorra mais tardiamente. Desta maneira, temos a malha de strips sobre um pedaço do ano 1 como servindo de exemplo ilustrativo:

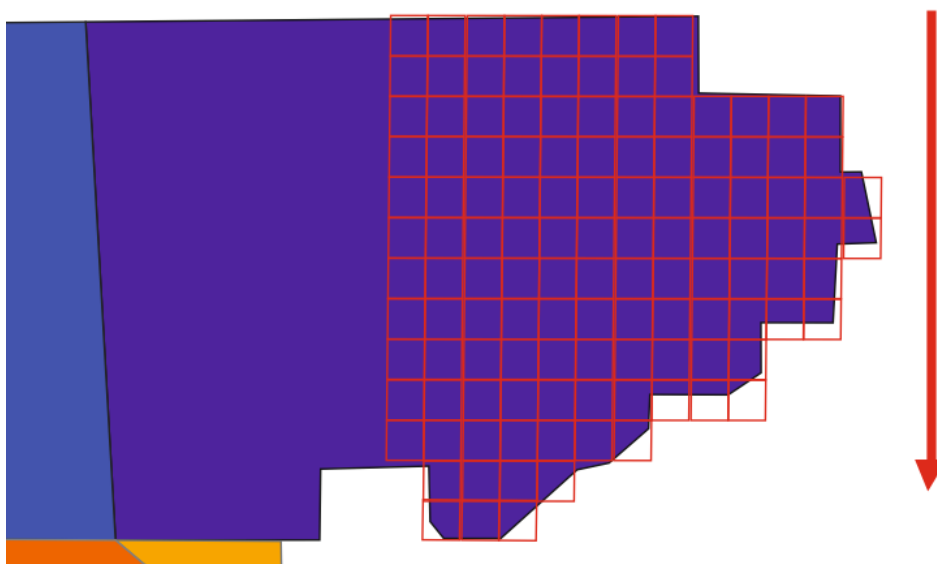


Figura 60. Malha de strips compostas por subdivisões 50x50m

A produtividade ano a ano foi obtida com a utilização dos filtros assim como as movimentações de estéril, os teores médios e as toneladas de Ni produzidas. Na tabela à seguir há um apanhado dos resultados ano a ano.

Tabela 15. Produtividade ano a ano

Ano	REM	Minério	Estéril	M + E	Ni medio	Ni toneladas
1	0,64	1 553 689	995 497	2 549 262	1,19%	18 490
2	0,53	1 548 869	819 197	2 368 066	1,50%	23 233
3	0,39	1 548 449	601 263	2 149 712	1,46%	22 607
4	0,39	1 549 711	608 726	2 158 437	1,41%	21 851
5	0,45	1 555 759	704 914	2 260 673	1,46%	22 714

6	0,38	1 548 604	591 412	2 140 016	1,46%	22 610
7	0,81	1 547 244	1 258 374	2 805 618	1,33%	20 578
8	0,68	1 549 655	1 046 327	2 595 982	1,42%	22 005
9	0,72	1 553 678	1 122 688	2 676 366	1,36%	21 130
10	0,80	1 544 749	1 234 409	2 779 158	1,38%	21 318
11	0,70	1 549 858	1 089 705	2 639 563	1,42%	22 008
12	0,77	1 552 844	1 194 137	2 746 981	1,43%	22 206
13	0,78	1 547 551	1 213 125	2 760 676	1,37%	21 201
14	0,58	1 556 282	907 312	2 463 594	1,25%	19 454
15	0,46	1 548 529	710 775	2 259 304	1,19%	18 427
16	0,09	932 740	82 268	1 015 008	1,06%	9 887
Total	0,59	24 188 290	14 179 176	38 367 466	1,36%	328 961

Por fim, uma avaliação comparativa pode ser realizada entre o modelo de reservas gerado pela cava operacional e o modelo de reservas calculado pela curva de parametrização. Tal análise nos permite saber as reservas remanescentes e as quantidades de Ni que ainda poderia ser extraída.

Tabela 16. Comparativo entre reservas lavradas na cava operacional e curva de parametrização.

	Produções totais	Modelo de Reservas	Recuperação de Lavra
Rocha mobilizada (Mt)	38.36	51.11	75%
Minério (Mt)	24.18	32.15	75%
Ni Total (Kt)	329.73	334.36	98.6%

Concluimos aqui que o método foi responsável pela lavra da maior parte do Níquel disponível no depósito. Um valor de 3/4 do minério foi extraído, mas o último 1/4 possui teores médios mais baixos.

## 6 Dimensionamento de frotas e equipamentos

O dimensionamento de equipamentos depende basicamente das taxas de produção desejadas para que, ao fim de um tempo razoável de vida útil da operação, as reservas determinadas na cava operacional sejam todas exploradas.

O dimensionamento da cava operacional abrangeu boa parte das reservas, 24.18 milhões de toneladas de minério, não consumindo todas as reservas demonstradas na curva de parametrização, mas a parte cujo os teores mais altos estão presentes.

A seguinte regra de Taylor determina o tempo de vida útil da operação e a partir dela podemos obter taxas de produção anual e diária.

$$Vida\ útil\ (anos) \cong (1 \pm 0.2) * 6.5 * \sqrt[4]{tonelagem\ em\ milhões}$$

(TAYLOR, 1977)

Como a fórmula fornece um spam de tempo para vida útil de 13 anos até 19 anos, ficamos com a escolha de 16 anos de vida, respeitando tanto o limite do uso de equipamentos quanto os valores descontados das receitas e custos da análise econômica.

Logo, para atingir a produção de 24.18 Mt de toneladas ao final de 16 anos, seria necessária uma produção média de 1.51 Mt por ano aproximadamente. Considerando um certo regime de trabalho para atividades mineiras podemos chegar à produção diária e horária.

Atividades de Lavra	Dias por Ano	Horas por Dia
	260	8

Ficam então excluídos dos dias de serviço na lavra os finais de semana, mas a operação se estende pelas 52 semanas do ano, 8 horas por dia de trabalho efetivo sem revezamentos de equipes em turnos e apenas com pausas para almoço.

As movimentações médias de estéril e minério segundo períodos diferentes seguem resumidamente na tabela à seguir.

*Tabela 17. Movimentações de minério e estéril segundo diferentes períodos de tempo*

REM	0.58:1	
Produção Anual E+M	2.39	Mt
Produção Diária E+M	9223	t
Produção Horária E+M	1153	t

	Minério	Estéril	
Movimentação Anual	1.51	0.88	Mt
Movimentação Diária	5814	3408	t
Movimentação Horária	727	426	t
Densidade	1.85	2.25	t/m3
Empolamento	50%	40%	
Produção Horária	<b>589</b>	<b>265</b>	m3

Determinados os volumes horários de material empolado produzido, podemos partir para a escolha dos equipamentos segundo volumes de concha e caçamba que supram as exigências.

A unidade de carregamento foi escolhida conforme a literatura aconselhava. Retro escavadeiras hidráulicas possuem a versatilidade para se movimentar sobre as bancadas ao mesmo tempo em que elas às escavam. O equipamento possui ainda a seletividade por ser capaz de escavar no contato entre as camadas de cobertura e minério. Shovels/Escavadeiras frontais demonstraram volumes de concha muito superiores ao necessário, além da perda da versatilidade e da seletividade.

*Tabela 18. Fator de trabalho efetivo e seus respectivos componentes*

Trabalho Efetivo	0,49
Disponibilidade Mecânica	0,85
Fator Operacional	0,90
Fator de Giro	0,95
Fator de Enchimento	0,85
Fator de Deslocamento	0,80

O trabalho efetivo seria um fator que aponta quanto tempo de fato a máquina está à serviço durante seu turno de trabalho. Ele é uma componente da eficiência operacional (produto dos quatro primeiros fatores) e do fator de deslocamento (que representa o tempo gasto em pequenos, mas constantes, deslocamentos sobre a bancada).

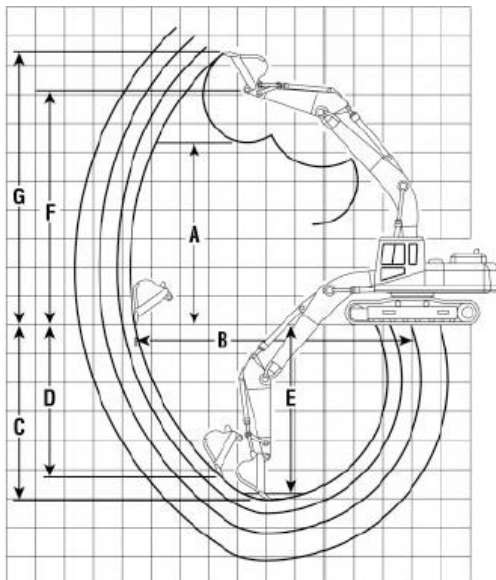
O equipamento escolhido que cumpre as demandas de volume e ainda está sujeito às condições determinadas dentro do trabalho efetivo seria a retro escavadeira 375, da marca Caterpillar.

Os manuais fornecem o tempo de ciclo dos equipamentos e ajudam a determinar as taxas de produção.

Tabela 19. Especificações do tempo de ciclo da retro escavadeira Catterpillar 375

<b>CAT 375</b>		
Capacidade de Concha	1.5 - 4.4	m <sup>3</sup>
Tempos de ciclo		min
Enchimento	0.11	
Giro Cheio	0.10	
Esvaziamento	0.04	
Giro Vazio	0.09	
Total	0.34	

Dentro dos manuais também é observado a envoltória do equipamento, o que determina sua capacidade de alcance de escavação e outros fatores que são determinantes para que o equipamento possa trabalhar dentro da configuração esquematizada anteriormente.



<b>Stick</b>	<b>5.5 m</b>
	<b>m</b>
<b>A</b>	10.31
<b>B</b>	15.67
<b>C</b>	10.58
<b>D</b>	9.55
<b>E</b>	10.09
<b>F</b>	12.52
<b>G</b>	14.52

Figura 61. Envoltória de escavação

Tanto para a extração do minério quanto para o estéril, o mesmo modelo de escavadeira foi utilizado. Para determinar o número de unidades necessárias que supram os volumes de minério e estéril movimentados, respectivamente de 589 e 265 metros cúbicos, tomamos em conta o ciclo produtivo e o intervalo de tamanho de concha que as máquinas poderiam suportar. Teríamos:

*Tabela 20. Dimensionamento da frota de escavadeiras*

	Minério	Estéril	
Tempo de ciclo	0.34	0.34	Minutos
Ciclos	87.21	87.21	Ciclos/Hora
Volume de Concha	3.4	3.0	m3
Produção Horária	589	265	m3
Número de Unidades	2	1	

A determinação da unidade de transporte levou em conta a premissa de que o caminhão deveria receber entre 3 e 7 passes e teria a seguinte eficiência operacional:

*Tabela 21. eficiência operacional considerada para unidades de transporte*

Eficiência Operacional	0.77
Disponibilidade Mecânica	0.85
Fator Operacional	0.90

O equipamento escolhido é da marca Scania, modelo G440 de 6 rodas e tração em 4 (6x4) indicado pela marca como caminhão off-road para atividades mineiras e de pequeno porte para transporte de material.

A escolha de um caminhão de menor capacidade suplanta a opção de caminhões fora de estrada típicos, que apresentaram poucos modelos capazes de transportar pouco volume além de apresentarem alto valor para aquisição. As

especificações do modelo, assim como seu tempo fixo de ciclo levando em consideração 5 passes estão apresentadas na tabela abaixo.

*Tabela 22. especificações da unidade de transporte*

<b>SCANIA G440 6x4</b>		
Capacidade de Caçamba	14 - 16	m3
Tempos fixos de ciclo		min
Carregamento	1.7	
Manobra e basculamento	1.1	
Manobra para carregamento	0.7	
Atrasos fixos	0.1	
Total	3.6	

Como determinado anteriormente, a distância da faixa lavrada até a pilha de estéril é constante de 300 metros, logo os tempos de ciclo totais são constantes e o número de caminhões empregados ao longo dos 16 anos de vida útil da operação não irá variar.

*Tabela 23. frota de caminhões dimensionada para transporte do estéril*

Ano	D máxima percorrida (m)	t de Ciclo (min)	Ciclos por hora	Produção horaria por veiculo	N de Caminhões Estéril
1	300	5.2	8.9	135.0	1.7

Arredondando o valor para cima, serão necessários 2 caminhões para o transporte do estéril ao longo da vida útil do projeto. O mesmo não acontece para o transporte de minério, conforme a distância da frente de lavra da strip em relação a planta de beneficiamento aumenta.



Tabela 24. Frota de caminhões ao longo do tempo de vida útil do projeto

Ano	D máxima percorrida (m)	t de Ciclo (min)	Ciclos por hora	Produção horaria por veiculo	N de Caminhões Minério	Frota Total
1	1650	8,0	5,8	97,6	6	8
2	1350	7,2	6,4	108,4	6	8
3	1500	7,6	6,1	102,7	6	8
4	1850	8,5	5,4	91,5	7	9
5	1900	8,7	5,3	90,1	7	9
6	1800	8,4	5,5	93,0	7	9
7	2100	9,2	5,0	84,9	7	9
8	2000	8,9	5,2	87,4	7	9
9	2800	11,1	4,2	70,6	9	11
10	2900	11,3	4,1	68,9	9	11
11	3000	11,6	4,0	67,3	9	11
12	2850	11,2	4,1	69,7	9	11
13	2400	10,0	4,6	78,1	9	11
14	2950	11,5	4,0	68,1	9	11
15	2900	11,3	4,1	68,9	9	11
16	2800	11,1	4,2	70,6	9	11

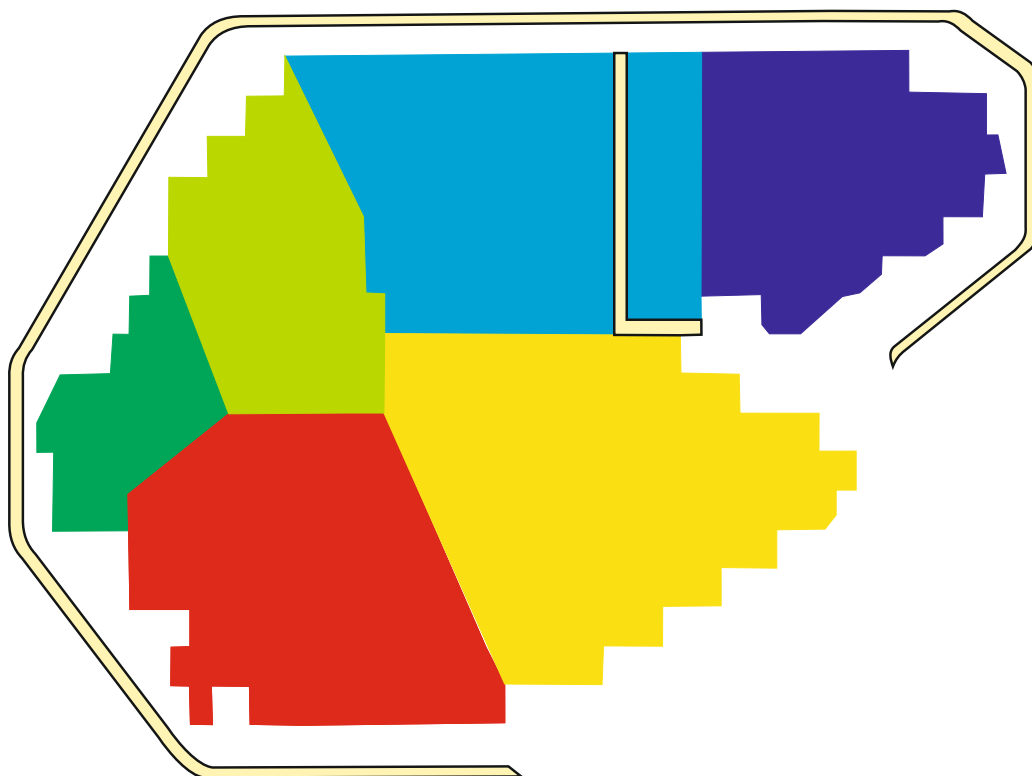
Os equipamentos auxiliares possuem funções necessárias para o bom funcionamento da operação e são de grande necessidade.

Tabela 25. Equipamentos auxiliares e suas funções

Equipamento	Modelo	Tarefa
Trator de esteiras	Caterpillar D8T	Auxilio na descobertura, construção de pista e manutenção
Trator sobre pneus	Caterpillar 824H	Auxilio na descobertura
Pá Carregadeira	Caterpillar 988F	Auxilio no carregamento
Caminhão pipa	-	Suprimir poeiras
Moto niveladora	-	Ajuste de nível

## 7 Pistas e Trafegabilidade

Um detalhamento das distâncias percorridas pelos caminhões ao longo dos anos, partindo do princípio que o trajeto do ponto de frente de lavra da strip até a entrada da planta de beneficiamento é um trajeto perimetral à cava, indicou que a partir de certos anos, uma nova pista deveria ser construída, como esquematizado:



*Figura 62. Esquema das duas principais pistas da cava*

A pista secundária seria construída então para suportar os caminhões vindos do painel SE, sobre a área onde fora a lavra do painel Norte. A pista secundária seria criada para funcionar a partir do ano 8 e seria projetada da mesma maneira que a pista principal.

Para projetar a pista principal foi levado em consideração o tipo de solo, no caso a laterita e as dimensões e cargas dos caminhões. A laterita é um domínio geotécnico de baixa resistência e estará muito menos firme por ter sido já trabalho quando foi removido e carregado durante a etapa de descobertura da lavra e vai demandar então um revestimento de brita competente de 30 cm e a largura da pista de 10.40 metros, quase quatro vezes a largura do maior equipamento em operação.

## 8 Beneficiamento

No nosso trabalho tivemos a oportunidade de utilizar o minério de níquel laterítico para realizar testes e construir a curva granulométrica do ROM. A partir dos parâmetros encontrados dimensionamos o circuito de beneficiamento do nosso minério.

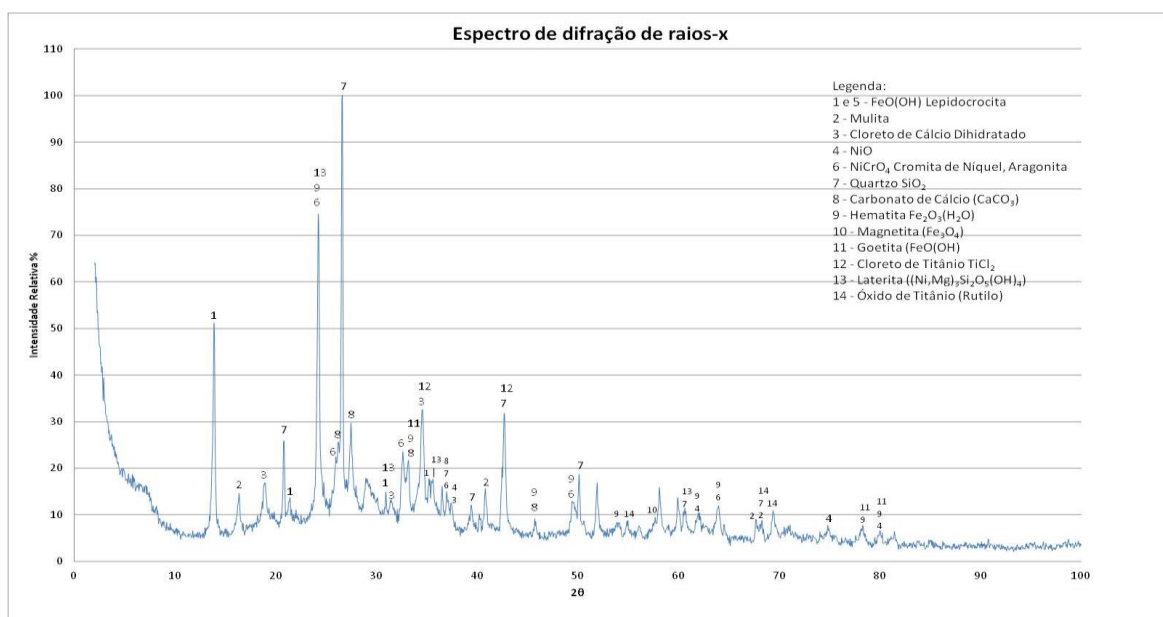


Figura 63. Espectro de difração de raios-x

Tabela 26. Resultados peneiramento 1

	Abertura da Peneira (mm)	Passante (%)	Massa passante (g)	Passante acumulado (g)
1	2	77,35	2704,9	77,35
2	1	8,57	299,8	85,92
3	0,5	5,60	195,9	91,52
4	0,25	3,77	131,8	95,29
5	0,15	2,36	82,5	97,65
6	0,10	1,22	42,8	98,87
7	0,074	0,67	23,3	99,54
8	Fundo	0,45	15,8	100,0

Tabela 27. Resultados peneiramento 2

	Abertura da Peneira (mm)	Massa do sólido retido (g)	Massa do sólido retido acumulado(g)	Percentual de Sólido retido (%)	Percentual de Sólido retido acumulado (%)	Percentual de passante acumulado (%)
1	2	792,03	792,03	22,97	22,97	77,03
2	1	2405,10	3197,12	69,76	92,74	7,26
3	0,5	103,85	3300,98	3,01	95,75	4,25
4	0,25	63,99	3364,97	1,86	97,61	2,39
5	0,15	39,86	3404,83	1,16	98,76	1,24
6	0,10	19,23	3424,07	0,56	99,32	0,68
7	0,074	7,69	3431,76	0,22	99,54	0,46
8	Fundo	15,74	3447,50	0,46	100,00	

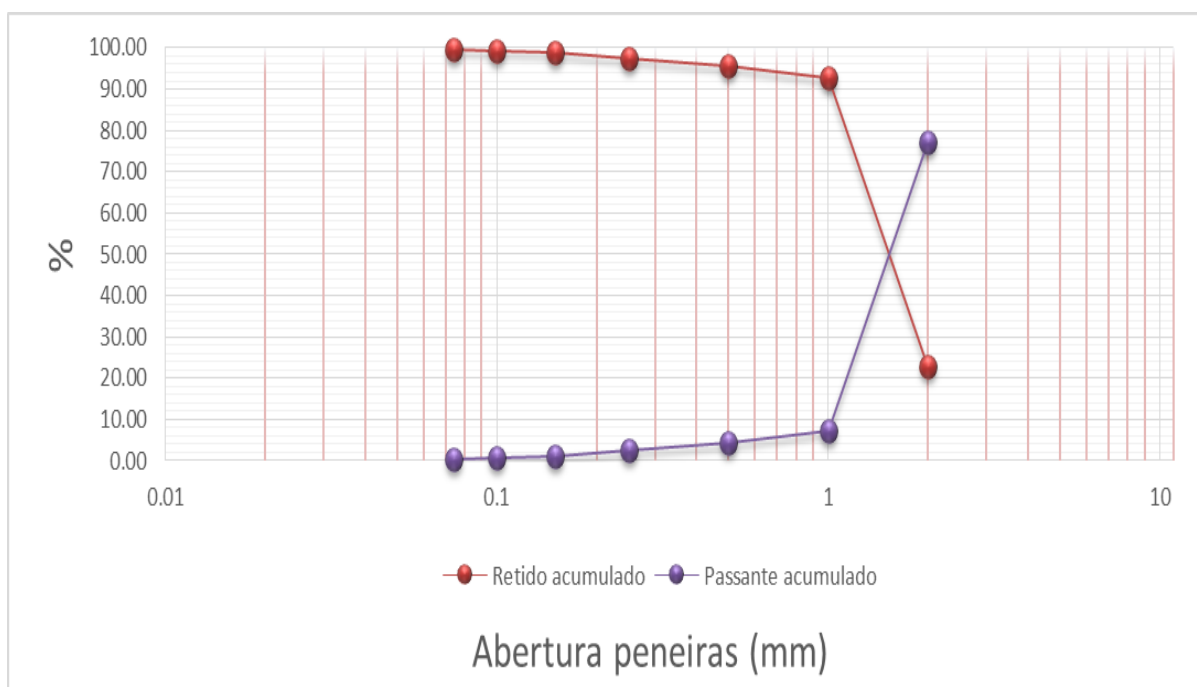


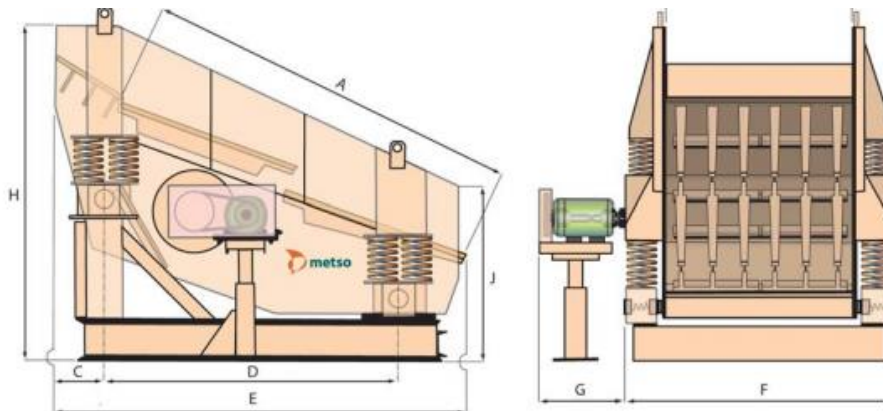
Figura 64. Curva granulométrica do minério de níquel

O circuito foi desenvolvido unicamente com o objetivo de alterar o teor de ferro para a adequação do minério aos padrões da pirometalurgia. O beneficiamento é composto por uma grelha que é seguida pelo separador magnético, espessador, filtro e então vai para a secagem e é direcionado para a Pirometalurgia.

## 8.1 Grelha

A grelha será utilizada apenas para segurança dos equipamentos que o seguem, pois devido a granulometria utilizada, fragmentos de rocha mais grosseiros podem danificar o separador magnético.

Grelha	
Alimentação (t/h)	188,00
Abertura (polegadas)	4
Marca da grelha	Metso
Modelo escolhido	2512



dimensões principais

Modelos	A	B	C	D	E	F	G	H	J
2512	2500	1200	360	1870	2670	1730	1600	2180	1870
3015	3000	1500	550	2000	3140	2080	1540	2880	2000
4018	4000	1800	850	2500	3950	2560	2100	3750	2500
4824	4800	2400	980	3300	4980	3180	2340	3660	3300

Modelos	Capacidade motor 4 pólos (Hp)	Vibradores (Rotação nominal 800 rpm)	Tipo de Lubrificação	Abertura regulável entre trilhos (polegada)	Capacidade de Alimentação (m <sup>3</sup> /h)	Peso (kg)
2512	10	2 - 12	Graxa	4 - 6 - 8	120 - 300	3500
3015	30	1 - 15	Óleo	4 - 6 - 8	200 - 500	7480
4018	40	1 - 18	Óleo	4 - 6 - 8	400 - 900	12220
4824	2 x 40	2 x 58 - 5N	Óleo	4 - 6 - 8	500 - 1200	19500

Figura 65. Especificações da grelha

## 8.2 Separação magnética

A separação magnética é realizada para adequação do teor de ferro a rota pirometalúrgica, que foi escolhida devido as características do minério. São retirados 25,32 t/h de polpa, sendo que 99,6% dessa vazão mássica corresponde ao ferro.

Separador magnético	
Capacidade de Alimentação (t/h)	187,81
Marca do espessador	Ototech
Modelo escolhido	3000



*Figura 66. Separador magnético de rolo*

Model specifications	100 (lab unit)	500 (pilot scale)	750 (pilot scale)	750II (industrial)	1000 (industrial)	1250 (industrial)	1500 (industrial)	1750 (industrial)	2000 (industrial)	2500 (industrial)	3000 (industrial)	4000 (industrial)
Ring dia. (mm)	n/a	500	750	750	1000	1250	1500	1750	2000	2500	3000	4000
Capacity, dry feed (nominal) (tph)	batch	0.03 - 0.13	0.06 - 0.25	2 - 4	4 - 6	6 - 16	15 - 27	25 - 45	45 - 70	70 - 125	125 - 225	225 - 450
Slurry throughput (nominal) (m <sup>3</sup> /h)	n/a	0.25 - 0.50	0.5 - 1.0	5 - 10	10 - 20	20 - 50	50 - 100	75 - 150	100 - 200	200 - 400	350 - 650	550 - 1050
Feed concentration (typ.) (%)	n/a	10 - 40	10 - 40	10 - 40	10 - 40	10 - 40	10 - 40	10 - 40	10 - 40	10 - 40	10 - 40	10 - 40
Available field strength (T)	1.2 & 1.7	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0 & 1.3	1.0 & 1.3	0.6, 1.0 & 1.3	0.6, 1.0 & 1.3	0.6, 1.0 & 1.3	1.0	1.0
Rectifier installed power* (typ.) (kVA)	31	31	31	31	30	55	69	70	75	94	133	158
Motor power req'd (typ.) (kW)	0.75	0.74	1.3	2.25	3.3	3.7	7	8	13	22	37	74
Flush water volume (m <sup>3</sup> /h)	batch	0.75 - 1.5	1.5 - 2.5	5 - 8	10 - 20	30 - 45	60 - 90	80 - 120	100 - 150	200 - 300	350 - 530	600 - 1200
Cooling water volume* (m <sup>3</sup> /h)	4	4	5	4	5	6	8	11	12	15	20	24
Total machine weight (kg)*	1100	1500	3000	4000	6000	14000	20000	35000	50000	105000	175000	398000
Separator dimensions (LxWxH)(mm)*	1600 800 1600	1800 1400 1320	2000 1360 1680	2250 1700 1680	2700 2000 2400	3200 2340 2700	3600 2900 3200	3900 3300 3800	4200 3550 4200	5800 5000 5400	6600 5300 6400	8000 6000 7400

Figura 67. Especificações do separador magnético

## 8.3 Espessamento

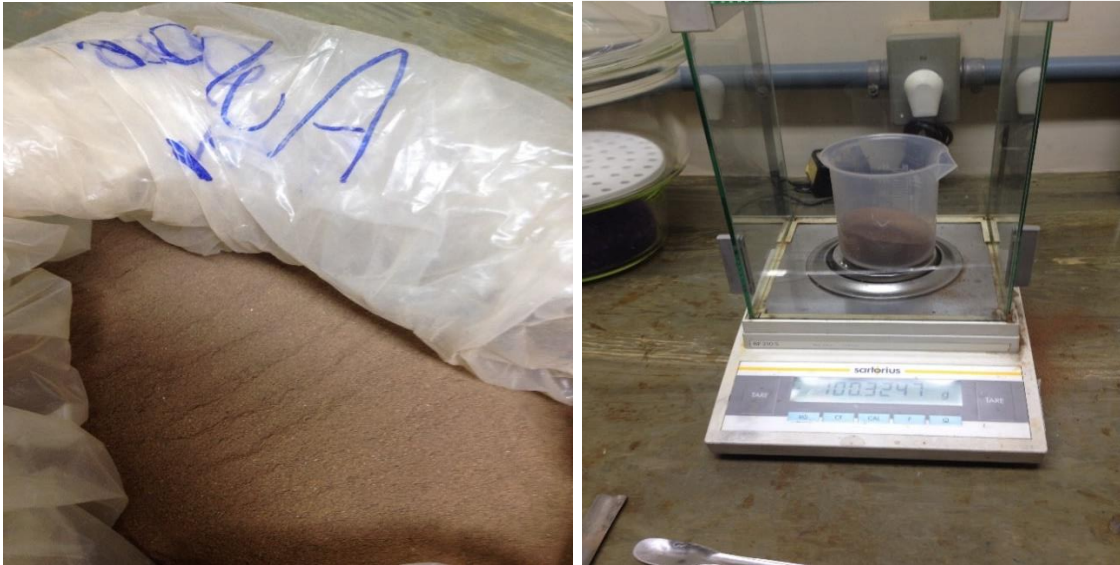
O dimensionamento do espessador consiste, basicamente, no cálculo da área unitária. Normalmente é realizado com base em ensaios de sedimentação em escala de bancada, utilizando-se provetas graduadas de 1.000 ml ou 2.000 ml.

O material “não-magnético” da separação magnética é encaminhado a um espessador para adequação da porcentagem de 65% de sólidos em peso. Para o dimensionamento do equipamento foi calculado, conforme o método gráfico de Oltmann, a área unitária. Após encontrar a área unitária do espessador, é calculada a área total.

### 8.3.1 Teste de Sedimentação de proveta

Após a determinação da granulometria e dos processos, foi realizado um teste de sedimentação em proveta para a determinação das dimensões do espessador.





#### Metodologia:

Para o teste de proveta foi utilizado o método de Oltmann, que determina a área unitária do espessador através dos passos a seguir:

- a) Considerar uma concentração para o UF do espessador ( $C_u$ );
- b) Traçar a curva de sedimentação;
- c) Determinar o ponto de compressão;
- d) Traçar uma reta passando pelos pontos  $H_0$  e compressão;
- e) Determinar  $H_u$  a partir da equação:

$$A_u = \frac{t u'}{Z_0 \cdot C_0}$$

Onde:

$C_0$  = concentração inicial de sólidos ( $\text{kg}/\text{m}^3$ )

$A_0$  = altura da polpa no início do teste (m)

$A_u$  = altura da interface para a concentração  $C_u$  (m)

O teste definitivo levou 90 minutos e gerou os dados a seguir.

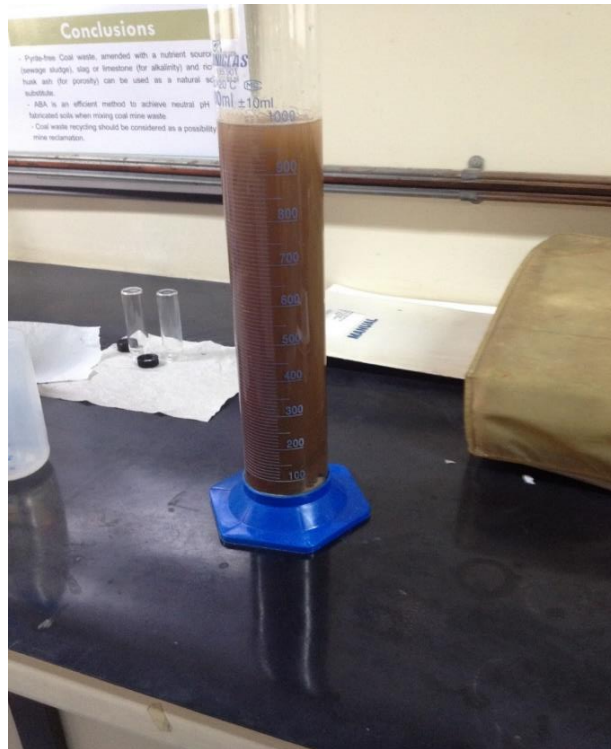


Figura 68. Proveta de 1L utilizada para o teste

Tabela 28. Dados do teste de sedimentação

t (min)	Z (mL)	H (cm)
0	1000	70
3	910	63,7
6	820	57,4
9	740	51,8
12	660	46,2
15	585	40,95
18	505	35,35
21	430	30,1
24	365	25,55
27	305	21,35
30	243	17,01
35	185	12,95
40	165	11,55
45	150	10,50
50	143	10,01
60	142	9,94
70	142	9,94
80	142	9,94
90	142	9,94

O método gráfico de *Oltmann* foi utilizado para encontrar os dados para o cálculo da Área unitária do espessador.

**Premissas:**

- $K = 0,07\text{cm/mL}$
- $D_s = 2,9\text{ t/m}^3$
- Volume da proveta = 1L
- Vazão mássica de Alimentação = 162,49 t/h
- % S/p na Alimentação = 21,6%
- % S/p no Under = 65%

Após o teste foi construída a curva de sedimentação abaixo.

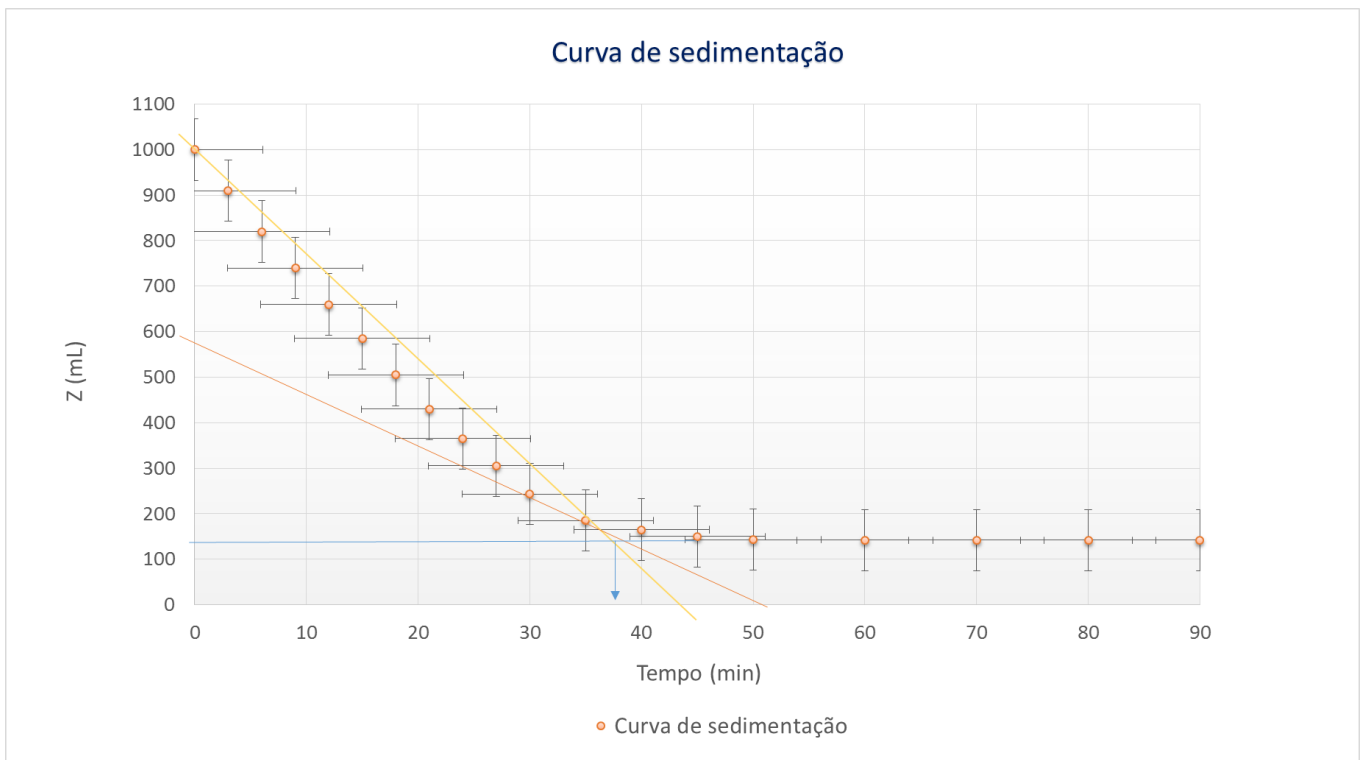


Figura 69. Curva de sedimentação

Aplicado o método gráfico de *Oltmann*, foi possível a identificação do  $tu'$  e então a partir desse dado foi possível o cálculo da área unitária do espessador e por consequência a área total.

$$A_u = \frac{tu'}{Z_o \cdot Co}$$

$$A_u = \frac{0,633}{0,7 \cdot 0,0496} = 18,24 \text{ m}^2/(t/h)$$

$$A_t = A_u \times 162,49$$

$$A_t = 2964,01 \text{ m}^2$$

Tendo obtido a área total, utilizamos a tabela de espessadores da Dorr-Olivers para obter a altura do espessador, e a partir da altura encontramos o diâmetros indicado.



*Figura 70. Espessador*

Diâmetro		Área		Altura	
ft	m	ft <sup>2</sup>	m <sup>2</sup>	ft	m
3 a 4	0,91 a 1,22	7,07 a 12,57	0,66 a 1,17	3	0,91
5	1,52	19,63	1,82	4	1,22
6	1,82	28,27	2,63	5	1,52
8	2,44	50,27	4,67	6	1,82
10	3,05	78,54	7,3	7	2,13
12 a 18	3,7 a 5,5	113,1 a 254,5	10,51 a 23,64	8	2,44
20 a 25	6,1 a 16,8	413,2 a 2375,8	29,2 a 220,7	10	3,05
60 a 100	18,3 a 30,5	2827,4 a 7854	262,7 a 729,7	12	3,66
125 a 150	38,1 a 45,7	12279,9 a 17671,5	1140,1 a 1641,7	15	4,57
150 a 300	45,7 a 91,4	1271,6 a 70685,9	1641,7 a 6566,9	23	7,01
300 a 400	91,4 a 121,9	70685,9 a 125663,2	6566,9 a 11674,5	40	12,19

Figura 71. Especificações espessadores

Como a área é 2964,01 m<sup>2</sup> e a altura no ábaco Dorr-Olivier é 7,01 m, o diâmetro corresponde então a:

$$A = \pi r^2$$

$$2964,01 = \frac{\pi D^2}{4}$$

$$D = 61,43 \text{ m}$$

Foi decidido posteriormente que seriam utilizados dois espessadores para não prejudicar a produção caso haja alguma parada por problemas no equipamento.

## 8.4 Filtragem

A filtragem será realizada a vácuo e está no fluxograma afim de que seja reduzida significativamente a fração de água do processo. Após a filtragem a porcentagem de sólidos corresponderá a 95% de sólidos em peso.





*Figura 72. Filtro VPA Metso*

## 8.5 Secagem

Secagem é o processo de eliminação de água de minérios e outras matérias primas que serão empregados em processos que seriam prejudicados pela presença de umidade. A condição termodinâmica para que a água passe do estado líquido para o estado vapor: pressão de vapor da água maior que a pressão de vapor de água na atmosfera.

O Equipamento utilizado para realizar a secagem do minério para posterior calcinação é o forno rotativo.



*Figura 73. Forno rotativo utilizado para a secagem do minério*

O forno rotativo consiste basicamente em um cilindro rotatório inclinado. O tempo de retenção de sólidos no forno é um importante fator de projeto e é determinado pela adequada seleção de diâmetro, comprimento, velocidade, inclinação e projeto de seu interior.

## 9 Análise Econômica

Uma das etapas de essencial importância para o planejamento e posterior execução de um projeto, independente da área de aplicação é a estratégia econômica adotada para que se possa garantir que todos os investimentos envolvidos estejam assegurados e mantidos num cenário otimista e próspero.

### 9.1 Fatores para a análise econômica

Para iniciar a análise foram avaliados distintos parâmetros a fim de assumir a realidade econômica do Brasil. Para isso considerou-se os seguintes parâmetros:

- Preço de venda do minério;
- Taxa de desconto a ser considerada;
- Mercado Consumidor;
- Carga tributária brasileira;

### 9.2 Custos de Capital (CAPEX)

Primeiramente é preciso contabilizar capital despendido com equipamentos de lavra e equipamentos de beneficiamento. Esta análise de custos foi realizada através do programa *Sherpa*. Os custos de compra de equipamentos podem ser observados nas tabelas a seguir.

Tabela 29. Custos de investimento - Equipamentos

Equipamentos	Número	Valor Unitário (MUS\$)	Total MUS\$
Retroescavadeira hidráulica (minério)	2	0,75	1,50
Caminhão basculante (minério)	9	0,28	2,56
Retroescavadeira hidráulica (estéril)	1	0,75	0,75
Caminhão basculante (estéril)	3	0,37	1,10
Bulldozers	2	0,55	1,10
Motoniveladora	1	0,45	0,45
Caminhão pipa	1	0,14	0,14
Caminhão de serviço	5	0,07	0,35
Bomba	1	0,01	0,01
Caminhonete	6	0,02	0,13
<b>Total</b>	<b>31</b>		<b>8,09</b>

Custos de infraestrutura como construção da barragem de rejeitos e outros, foram baseados no mesmo aplicativo. Mafmine, baseado no Modelo de O'Hara, e podem ser observados na tabela a seguir.

Tabela 30. Custos em infraestrutura

Infraestrutura	Custo (MU\$)
Terreno Escritório	0,06
Terreno Mecânica	0,06
Barragem	5,98
Prédio Escritório	4,25
Prédio Mecânica	1,99
Prédio Vestiário	0,59
Prédio Almojarifado	2,15
Prédio Lab	0,82
Instalação Elétrica	17,96
Água (30 km)	3,51
Estradas e pontes	0,61
<b>Total</b>	<b>37,98</b>



Tabela 31. Custos de investimento no beneficiamento

Planta de Beneficiamento	Custo (MU\$)
Preparação da área	4,99
Utilitários da planta	10,95
Instalações da planta	21,43
Preparação do minério (incluindo secagem)	65,66
Preparação de carvão	26,63
Calcinação	55,88
Pirometalurgia	147,19
Refino	43,36
<b>Total</b>	<b>376,09</b>

Tabela 32. Custos de investimento na Instalação do armazenamento de rejeito

Instalação de armazenamento de rejeito	Custo (MU\$)
Escavações e movimentação de terra	2,28
Drenagem	0,61
Estruturas de concreto	0,17
Diversos	0,04
Itens fixos	0,55
<b>Total</b>	<b>3,65</b>

Tabela 33. Custo total de investimento

	Custo (MU\$)
<b>Total</b>	<b>489,68</b>

### 9.3 Custos de Operação (OPEX)

O custo de lavra foi calculado a partir dos custos operacionais retirados do Mafmine, incluindo custo de consumo de diesel, consumo de energia elétrica e gastos de manutenção e peças. Abaixo, é possível visualizar uma tabela listando os custos por tonelada extraída.

*Tabela 34. Salário dos colaboradores*

Salário dos colaboradores	Número	Anual US\$
Gerente	1	201283
Superintendente	1	126254
Chefe da mina	3	293573
Engenheiro	5	542184
Geólogo	3	298584
Meio ambiente	3	305683
Técnicos	8	531187
Contabilidade	2	176227
Compra	3	86026
Secretário	2	97440
Depósito	3	162446
Operador de retroescavadeira	7	123760
Motorista de caminhão	20	353600
Operador de máquina pesada	5	88400
Operador de auxiliares	5	88400
Mecânico	20	353600
Eletricistas	16	396032
Manutenção	40	990080
Polivalentes	60	2121600
Total	207	7336359

Tabela 35. Custos operacionais do empreendimento

Custos operacionais	Custo (MUS\$)
<b>Mina</b>	34,56
Lavra e transporte (minério)	8,58
Lavra e transporte (estéril)	18,09
Custos fixos	7,90
<b>Beneficiamento</b>	165,10
Preparação do minério	0,41
Pré forno (fixo)	34,08
Pré forno (variável)	66,26
Pirometalurgia (fixo)	10,50
Pirometalurgia (variável)	53,85
Outros	6,19
<b>Total</b>	<b>205,85</b>

É preciso considerar que este custo de lavra não inclui custos de desenvolvimento e nem de salários. É um custo puramente relacionado à operação e manutenção dos equipamentos somado ao custo de explosivos. O mesmo serve para o custo de beneficiamento.

#### 9.4 Fluxo de Caixa

Os fatores incluídos no fluxo de caixa foram receitas da produção e do desenvolvimento produtivo; e os custos de desenvolvimento, salários, impostos, meio ambiente, investimento inicial (CAPEX) e custos de lavra e beneficiamento em função da produção (OPEX).

O valor presente líquido é uma ferramenta para verificar a viabilidade econômica de um projeto ou empreendimento. A soma de todos os valores gastos e ganhos no tempo atualizados para a data de início do projeto deve ser positiva se o empreendimento for viável economicamente.

- NPV : 829,81 MUS\$
- TIR : 35,4 %
- TMA: 10,0 %
- Imposto de Renda: 34 %
- Receita anual média: 465 MUS\$

Os impostos foram calculados em cima da receita anual. O CEFEM é cobrado 2% da receita anual. O PIS e COFINS cobram , 7,6% e , 1,65% da receita, respectivamente. Finalmente, o ICMS cobra 17% da receita menos o

que os impostos anteriores já descontaram.

#### 9.4.1 Payback

O payback mede o tempo em que o investimento é pago, sem taxa de atualização.

Podemos observar no gráfico abaixo a análise de payback, onde o investimento é pago em 4 anos.

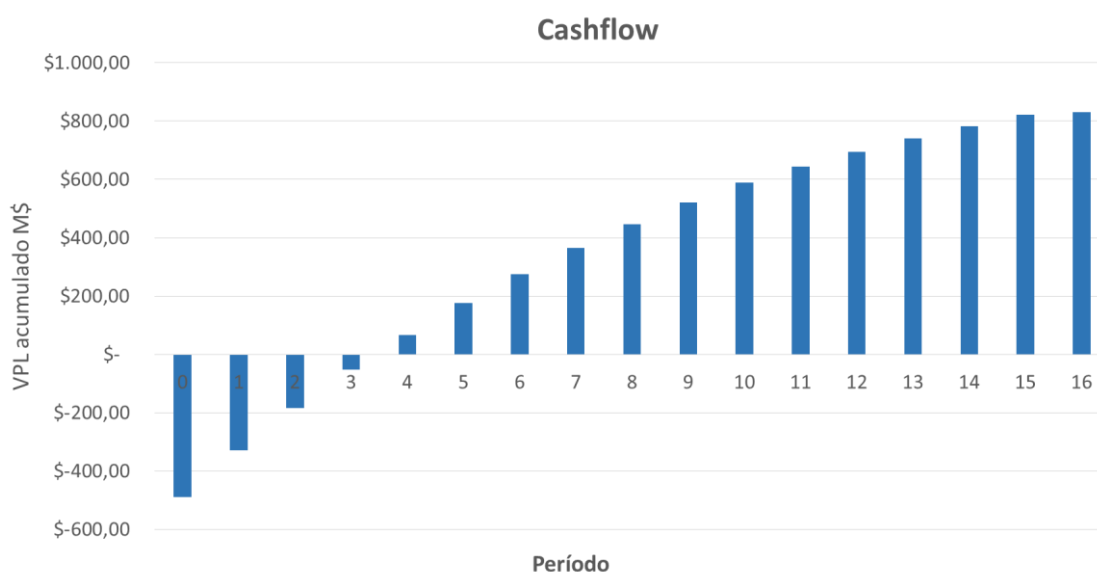


Figura 74. Fluxo de caixa

#### 9.4.2 Depreciação

A taxa anual de depreciação (depreciação linear) será fixada em função do prazo durante o qual se possa esperar utilização do bem pelo contribuinte, na produção de seus rendimentos.

### 9.5 Preço do Minério

Tomando-se como melhor base para análise dos preços seu valor durante períodos passados, definiu-se como embasamento utilizar o valor dos últimos anos (2006 – 2014).



Figura 75. Preço do níquel

## 9.6 Mercado Consumidor

Para análise do mercado consumidor do minério avaliou-se a balança comercial do níquel nos últimos anos. Os valores seguem nas figuras abaixo.

BALANÇA COMERCIAL DE NÍQUEL 1997/2008

ANOS	EXPORTAÇÃO* (A)		IMPORTAÇÃO* (B)		SALDO (A-B)	
	t	10 <sup>3</sup> US\$	t	10 <sup>3</sup> US\$	t	US\$
1997	12.619	38.667	8.375	80.135	4.244	-41.468
1998	17.518	64.804	7.560	43.116	9.958	21.688
1999	22.138	99.877	10.064	68.740	12.074	31.137
2000	21.917	173.120	12.284	83.903	9.633	89.217
2001	21.749	189.159	11.292	87.024	10.457	102.135
2002	19.148	112.767	15.082	101.548	4.066	11.219
2003	22.532	163.414	17.534	153.603	4.998	9.811
2004	25.036	231.138	15.950	212.079	9.086	19.059
2005	30.451	274.426	9.902	163.244	20.549	111.182
2006	28.867	370.527	8.236	163.538	20.631	206.989
2007	34.922	641.337	11.703	307.207	23.219	334.130
2008	29.840	368.528	13.265	212.070	16.574	156.457
<b>TOTAL</b>	<b>286.737</b>	<b>2.727.763</b>	<b>141.247</b>	<b>1.676.207</b>	<b>145.489</b>	<b>1.051.556</b>

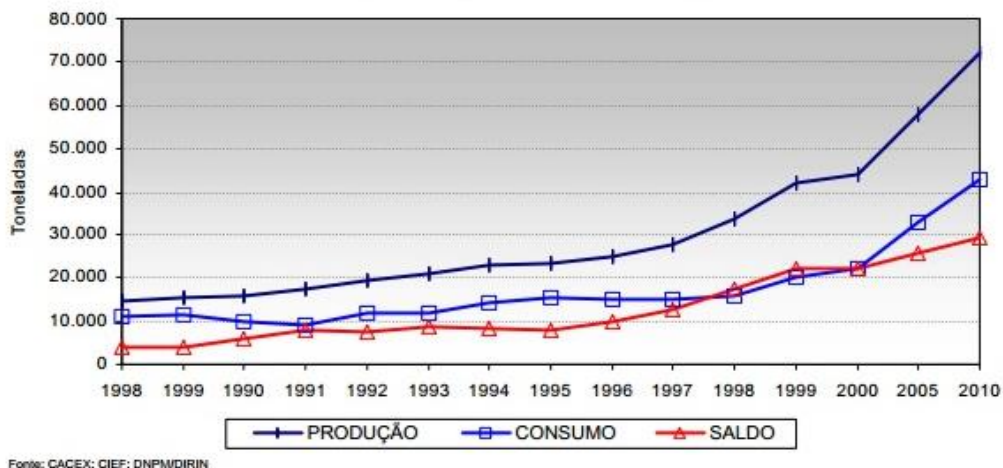


Figura 76. Balanço Produção-Consumo de Níquel – 1988 – 2010

## 10 Meio Ambiente

### 10.1 Localização e características da região

Segundo a classificação do Instituto Brasileiro de Geografia e Estatística (IBGE) a mesorregião do Extremo Oeste Baiano é uma das sete mesorregiões do estado da Bahia, sendo composta por 24 municípios: Angical, Baianópolis, Barreiras, Brejolândia, Canápolis, Catolândia, Cocos, Coribe, Correntina, **Cotegipe**, Cristópolis, Formosa do Rio Preto, Jaborandi, Luís Eduardo Magalhães, Mansidão, Riachão das Neves, Santa Maria da Vitória, Santa Rita de Cássia, Santana, São Desidério, São Félix do Coribe, Serra Dourada, Tabocas do Brejo Velho e Wanderley.

A mesorregião está localizada entre as coordenadas geográficas 10° 06' 27,09" e 15° 15' 51,21" de latitude Sul e 43° 19' 07,75" e 46° 37' 00,20" de longitude Oeste. Tendo por limítrofes o estado do Piauí (ao Norte), o estado de Minas Gerais (ao Sul), 20 os estados de Goiás e Tocantins (a Oeste) e com municípios da mesorregião do Vale São – Franciscano da Bahia (a Leste). Possui uma área de 116.786,918 Km<sup>2</sup>, que corresponde a 20,68% da área do território baiano e segundo o censo demográfico de 2010, uma população total de 579.253 habitantes, correspondendo assim, a 4,11% da população total do estado (BRASIL, 2012).

### 10.1.1 Aspectos naturais

Quanto aos aspectos naturais, a mesorregião está localizada nas unidades geomorfológicas do Chapadão Central, Depressão do São Francisco, Serras Setentrionais do Planalto do Espinhaço, Várzeas e Terraços Aluviais e Patamares do Chapadão. Apresenta solos do tipo Latossolos, Cambissolos, Luvisolos, Gleissolos, Neossolos e Vertissolos, com predominância do relevo de plano ao suave ondulado na porção Oeste e ondulado na porção Leste (BAHIA, 2012).

O tipo climático, segundo classificação de Köppen, é o Aw e BSw (com ocorrência apenas em uma pequena porção no Leste da mesorregião). Apresenta duas estações bem definidas, uma chuvosa, que vai entre os meses de outubro a abril, e uma seca, entre os meses de maio e setembro.

Possui características pluviométricas variando entre o úmido até o semiárido, com um índice hídrico oscilando entre 713,9 e 1273,9 mm/ano, valores estes, que tendem a aumentar na direção Leste para Oeste (BAHIA, 2012).

Toda mesorregião está inserida no bioma Cerrado, com cobertura vegetal dos tipos: Cerrado Arbóreo Aberto, Floresta de Galeria, Floresta Estacional Semidecidual, Floresta Estacional Decidual, Gramíneo Lenhosa e áreas de transição Caatinga-Floresta Estacional.

Tem grande disponibilidade hídrica, dado a quantidade de canais além do aquífero Urucuia que abrange uma grande porção do território da mesorregião, em especial a porção Leste (BAHIA, 2012).

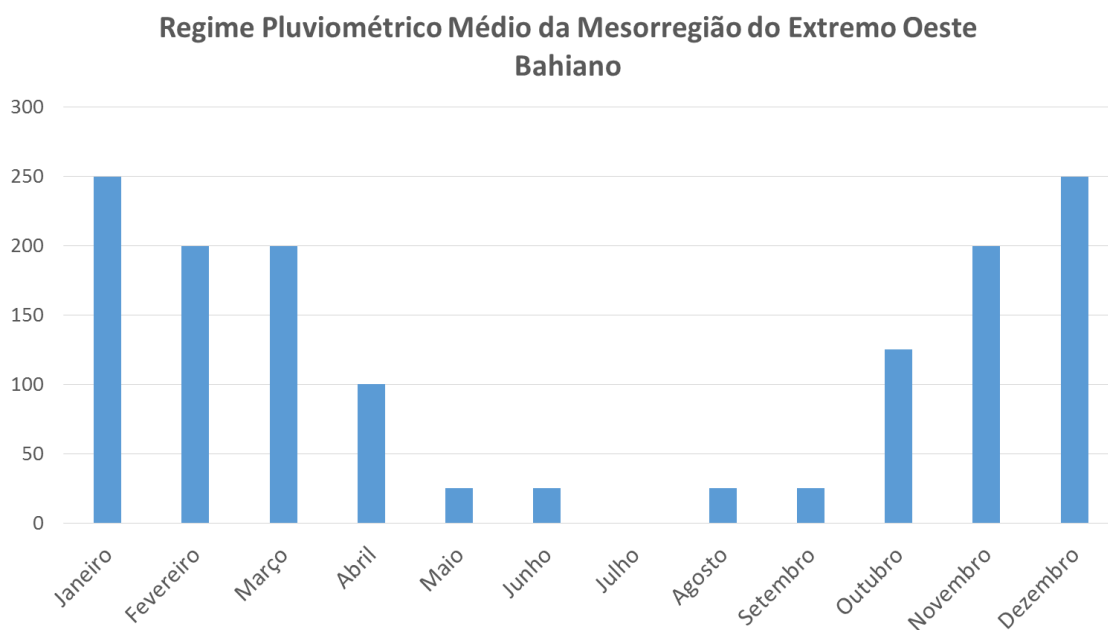


Figura 77. Gráfico do Regime pluviométrico da região



### 10.1.2 Aspectos socioeconômicos, políticos e ambientais

Do ponto de vista socioeconômico, ambiental e político, a mesorregião vem sofrendo profundas alterações, principalmente após a década de 1970, quando, devido a intervenções governamentais e de grandes latifundiários atrelados a um conjunto de fatores e características naturais existentes na área, possibilitaram a implantação e posteriormente a expansão da agricultura mecanizada na região, que desde então, é baseada principalmente pela produção de grãos, com maior enfoque nas culturas de soja e milho e, mais recentemente, introduzido em escala comercial outros cultivos, como o algodão e o café (MENDOÇA, 2006; SOUZA, 2012).

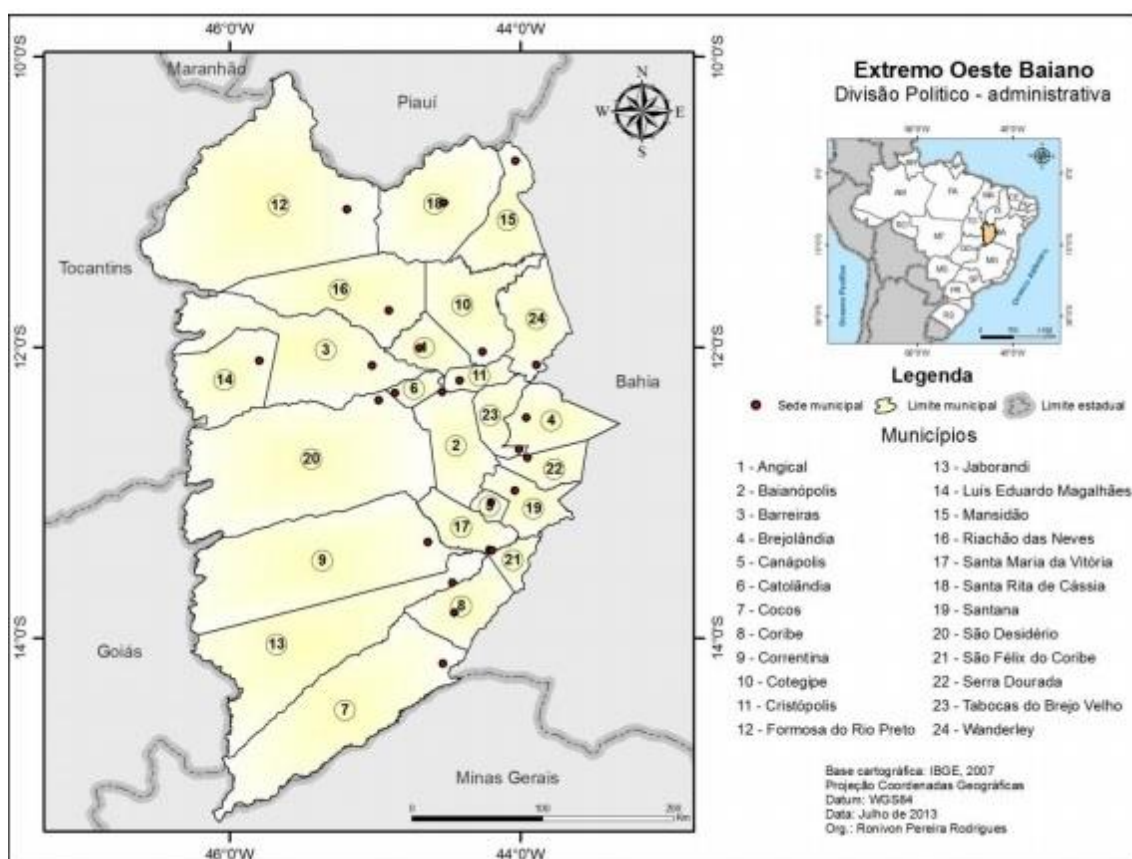


Figura 78. Municípios que compoem mesorregião do Extremo Oeste Baiano

### 10.2 Avaliação e Plano de Controle Ambiental

A fim de minimizar os impactos negativos imprescindíveis das atividades mineiras e se garantir a sustentabilidade do empreendimento, o projeto sofreu uma caracterização ambiental onde foram analisados todos os impactantes e



suas influências e dessa forma realizado um plano de controle ambiental que garantisse a integridade social, econômica e ambiental.

### 10.3 Impactos Ambientais

Os possíveis impactos ambientais gerados pelo empreendimento irão acontecer em todas as fases do projeto, desde sua implantação até fase operacional e encerramento das atividades. Entretanto, uma vez realizado um estudo ambiental da área poderão ser controlados por meio de medidas mitigatórias e de monitoramento ambiental e/ou minimizados.

#### 10.3.1 Solo

Para que se iniciem as atividades de extração o solo original fértil deverá sofrer decapeamento e transportado para área fora das atividades de lavra. A fim de minimizar tais efeitos sugere-se a formação de pilhas de estéril (solo orgânico), e posterior cobertura das mesmas com espécies vegetais rasteiras para se manter a integridade e estabilidade do mesmo.

#### 10.3.2 Água

A remoção da vegetação e do solo na área de minerada, os processos de infiltração e escoamento superficial e subterrâneo diminuem consideravelmente, aumentando o volume e a velocidade de fluxo das águas superficiais, sendo efeitos de alta intensidade e duração.

Todo esse excedente de água será bombeado para a barragem de rejeitos auxiliando na manutenção da gestão dos recursos hídricos da usina já que toda essa água poderá ser utilizada nos processos de beneficiamento da mesma.

#### 10.3.3 Flora

É inevitável a supressão vegetal em toda extensão da área da cava operacional, pilha de estéril e barragem de rejeitos. Isso provocará um desequilíbrio natural do ecossistema além dos aspectos já mencionados como erosão e insolação. Para minimizar tais efeitos sugere-se a manutenção das espécies fora da área operacional e vias de acesso e a construção do Plano de Recuperação de Área Degradada.

#### 10.3.4 Fauna

Naturalmente devido à supressão vegetal e a ocupação humano no local ocorrerá o desequilíbrio da cadeia alimentar local e fuga das espécies existentes, sendo menos atingida a fauna. A fim de mitigar esses efeitos pode-se estudar a aplicação de campanhas educativas para toda equipe de colaboradores da mina.

#### 10.3.5 Emissão de Gases e Partículas

Devido à utilização em massa de equipamentos movidos a diesel, haverá grande emissão de gases estufa na atmosfera. Para atenuar a poluição do ar deverão ser mantidas as contenções periódicas nos equipamentos em geral e será priorizada a compra de equipamentos de baixo consumo de combustíveis fósseis e maior eficiência energética.

É sempre necessário especialmente em dias frios, a aspersão de água nos acessos e frente de lavra em dias muito secos. Dessa forma, é essencial a utilização, durante todo turno de lavra e em dias de ausência de precipitação e principalmente de elevados ventos, dos caminhões pipas que farão o controle dos particulados nas vias internas e externas da mina.

### 10.4 Fatores Socioeconômicos

A instalação do projeto no estado da Bahia trará consigo desenvolvimento regional, acúmulo de renda, maior circulação de bens de consumo e empregos. Juntamente novos empreendimentos relacionados a setores de prestação de serviços e comércio se desenvolveram próximo a região minimizando vestígios de pobreza e gerando-se assim bem estar social.

### 10.5 Órgãos Reguladores e Legislação Vigente

Definido os impactos envolvidos, analisaram-se no âmbito nacional e estadual os órgãos reguladores que serão responsáveis por autorizar, fiscalizar e orientar as atividades do projeto. Da mesma maneira analisou-se a legislação ambiental e mineral brasileira e destacaram-se as principais leis, portarias e normas técnicas que afetam diretamente o projeto de implantação e execução da mina.

### 10.5.1 Departamento Nacional de Produção Mineral (DNPM)

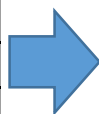
Juntamente com o Ministério de Minas e Energia responsável pela Concessão de Lavra após aprovação relatório de pesquisa e apresentação do PAE. Após iniciar as atividades o Órgão será responsável pela fiscalização, verificação do cumprimento das normas de segurança e segurança da barragem de rejeitos.

### 10.6 Barragem de Rejeitos

A barragem de rejeitos será construída próxima à usina de beneficiamento, em local topograficamente rebaixado, porém será necessário a construção de uma estrutura de contenção em sua porção a jusante para se evitar que ocorra extravasamento da água e haja o acúmulo de água exigido para o projeto.

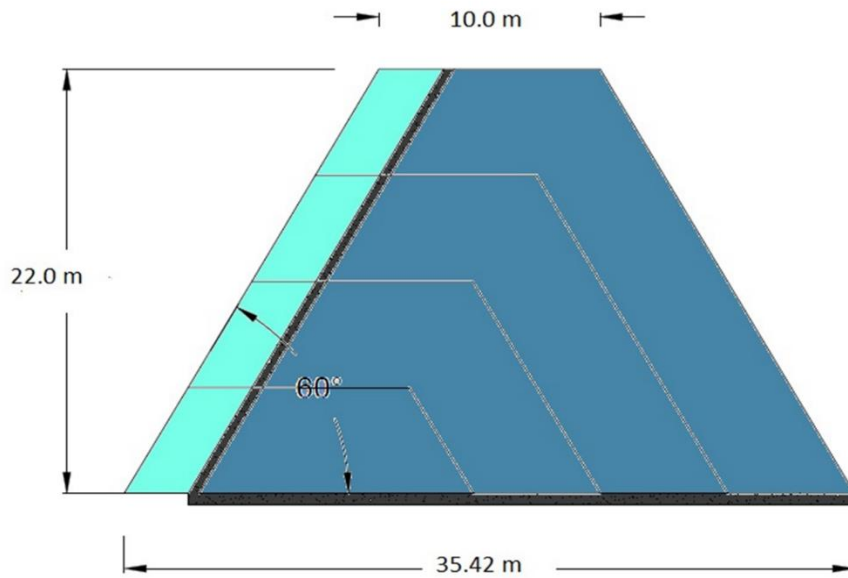
A barragem receberá todo o rejeito do separador magnético, que corresponderá aproximadamente a 26t/h de sólidos.

<b>Barragem de rejeito</b>			
<b>1</b>	<b>25,32</b>	101,27	<b>8</b>
<b>2</b>	126,59	—	
<b>3</b>	20%	—	



<b>DADOS DA BARRAGEM</b>	
Ângulo de face	60
Aterro (m)	2
Capacidade Final da Barragem (m <sup>3</sup> )	1935107,70
Altura (m)	22
Área (m <sup>2</sup> )	311
Largura da Berma (m)	10

A execução da Barragem se dará em 4 etapas, sendo 4 alteamentos de 5,5 m.



### 10.6.1 Cálculo do F.S. em ruptura circular

O fator de segurança é 3.875 para ruptura circular.

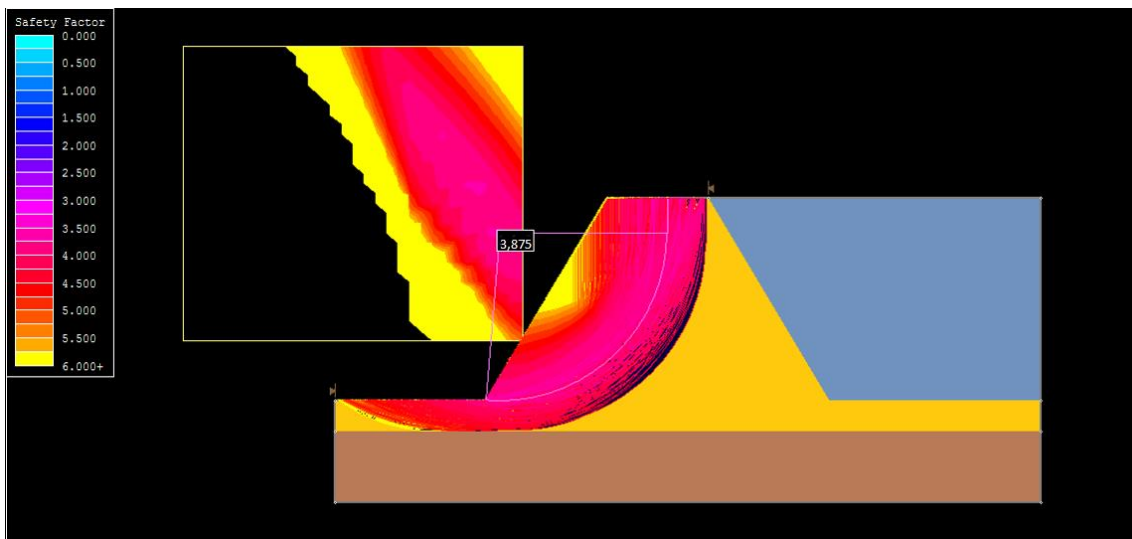


Figura 79. Determinação do fator de segurança, utilizando o software Slide

## 10.7 Plano de Recuperação de Área Degradada

Ao final da vida útil proposto pelo projeto de 16 anos a área deverá seguir por um plano de recuperação e uso futuro. Para isso, conforme verificado nos investimentos do projeto será reservado um valor para implantação das medidas de recuperação. O plano proposto deverá seguir as normas da ABNT NBR 13030 e basear-se no cumprimento da legislação ambiental CONAMA 001/86 e 237/97.

Propõe-se a reconstituição da vegetação parcial da área. Recriar o habitat natural com o cultivo de espécies nativas da região, implantação de mudas em locais com maior risco de erodibilidade e restabelecer o regime hídrico e de nutrientes do solo.

## Referências Bibliográficas

DARLING, P (ed). *Mining engineering handbook*. 3. ed. Denver: SME, 2011. 1v.

DEUTSCH,C.V. *Geostatistical Reservoir Modeling*. Oxford University Press. 2001

HAWKES, H. E.; WEBB, J. S. *Geochemistry in Mineral Exploration*. New York: Harper &Row. 1962.

ISAAKS, E. H.; SRIVASTAVA, R.M. *Applied Geostatistics*. Oxford University Press. 1989.

SINCLAIR, A. J.; BLACKWELL, G. H. *Applied Mineral Inventory Estimation*. Cambridge. 2004.

SAMPAIO, João Alves; da Luz, Adão Benvindo; LINS Fernando Freitas. *Usina de Beneficiamento do Brasil*. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2001. 398p.

Manual de Britagem. 6. Ed.. São Paulo: Metso Minerals, 2005. 1 v.

CHAVES, A. P. Teoria e prática do tratamento de minérios. Volumes 1. São Paulo: Signus Editora, 1996.

DUARTE, Alexandre P. (2008) “Classificação das Barragens de contenção de rejeitos de mineração e de resíduos industriais no Estado de Minas Gerais em relação ao potencial de risco” Dissertação de Mestrado, UFMG.

PASSOS, Nathalia C. S. T.(2009) “Barragem de Rejeitos: Avaliação dos parâmetros geotécnicos de rejeito de minério de ferro utilizando ensaios de campo – Um Estudo de Caso”, Monografia, UFPR.