

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
Escola de Engenharia
Departamento de Engenharia de Minas

PROJETO DE DIPLOMAÇÃO
Estudo de Pré-viabilidade de Depósito de Níquel Laterítico

Cesar Augusto Chiesa

Maurício Zampiron

Roberto Flores

Rodrigo Geraldo Lima

Porto Alegre

Dezembro de 2011

AGRADECIMENTOS

A toda a Universidade Federal do Rio Grande do Sul, pela educação pública, gratuita e de qualidade.

A Escola de Engenharia, pelas oportunidades aqui encontradas.

Aos Professores do Departamento de Engenharia de Minas, pela sábia orientação e estímulo.

Aos colegas do curso de Engenharia de Minas.

E a todos aqueles que contribuíram diretamente e indiretamente para a conclusão desse trabalho.

Sumário

1	INTRODUÇÃO	8
2	BANCO DE DADOS	9
2.1	Análise dos dados	9
2.2	Mapa de localização amostral	11
2.2.1	Topografia	11
2.2.2	Mapa amostral	13
2.3	Análise geoestatística preliminar	14
2.3.1	Regularização amostral	14
2.3.2	Coeficiente de variação	14
2.3.3	Geoestatística preliminar – Níquel	15
3	MODELAGEM DO SÓLIDO	18
3.1	Banco de dados	18
3.2	Importação dos dados e validação	18
3.3	Seções geológicas	19
3.4	Estimativa de Teores	29
3.5	Validação do modelo de blocos	29
3.6	Estimativa de reserva	32
4	PROJETO DA MINA	33
4.1	Definição do método de lavra	33
4.2	Estabilidade dos Taludes	34
4.3	Otimização da cava	35
4.3.1	Custos operacionais	35
4.3.2	Definição do Teor de Corte	36
4.3.3	Otimização da cava e sequenciamento da lavra	39
4.3.4	Operacionalização da cava final	45
4.4	Dimensionamento dos equipamentos de lavra	47
4.4.1	Equipamento de carregamento	48
4.4.2	Equipamento de transporte	50
5	BENEFICIAMENTO	54
5.1	Circuito de Cominuição	54
5.2	Rota Hidrometalúrgica	55
5.3	Controle do processo	56
6	AValiação ECONÔMICA	57

6.1	Investimento	57
6.2	Fluxos de Caixa	58
6.2.1	Fluxo de Caixa sem imposto e sem empréstimo.....	59
6.2.2	Fluxo de Caixa sem imposto e com empréstimo	60
6.2.3	Fluxo de caixa com imposto e sem empréstimo.....	61
6.2.4	Fluxo de caixa com imposto e com empréstimo.....	63
6.3	Estudo de Sensibilidade	64
7	MEIO AMBIENTE.....	65
7.1	Legislação	65
7.1.1	Legislação pré-instalação	65
7.2	Abertura da mina	66
7.3	Monitoramento ambiental.....	66
7.4	Pilha estéril.....	67
7.5	Barragem de rejeitos.....	68
7.6	Fechamento da mina.....	68
8	Referências bibliográficas.	69

Lista de figuras

FIGURA 1 – Arquivo COLLARS.....	10
FIGURA 2 – Arquivo ASSAY.....	10
FIGURA 3 – Arquivo GEOLOGY.....	10
FIGURA 4 – Dados utilizados na criação da topografia.....	11
FIGURA 5 – Topografia com exagero vertical de 30x.....	12
FIGURA 6 – Distribuição espacial das amostras.....	13
FIGURA 7 – Furos de sondagem inseridos no contexto topográfico, exagero vertical de 20x.....	14
FIGURA 8 – Medida de assimetria pelo valor do CV.....	15
FIGURA 9 – CV e sua simetria.....	15
FIGURA 10 – Frequência acumulada de Níquel.....	16
FIGURA 11 – Média dos teores de Níquel.....	16
FIGURA 12 – Frequência acumulada e teores de Cobalto.....	17
FIGURA 13 - Frequência acumulada e teores de Cromo.....	17
FIGURA 14 - Frequência acumulada e teores de Manganês.....	17
FIGURA 15 – Dados dos furos de sondagem compositatos.....	18
FIGURA 16 – Seção L-O do corpo mineral com seus respectivos furos de sondagem.....	19
FIGURA 17 – Vista superior das seções geológicas.....	19
FIGURA 18 – União das seções geológicas.....	20
FIGURA 19 – Corpo geológico final.....	20
FIGURA 20 – Histograma do teor de Ni nos furos.....	21
FIGURA 21 – Histograma do comprimento dos furos antes do processo de uniformização.....	22
FIGURA 22 - Histograma do comprimento dos furos após a composição.....	23
FIGURA 23 – Gráfico da probabilidade acumulada versus teor de Ni (%).....	24
FIGURA 24 – Histograma de frequência versus teor de Ni (%).....	25
FIGURA 25 – Variograma ao longo do furo.....	26
FIGURA 26 – Variograma de maior alcance: 67,5°.....	26
FIGURA 27 – Variograma de menor alcance: 157,5°.....	27
FIGURA 28– Modelo de blocos conceitual.....	28
FIGURA 29 – Vista em seção do modelo de blocos do corpo mineral modelado.....	29
FIGURA 30 – Histograma de frequência acumulada versus Ni (%).....	30
FIGURA 31 – Análise de deriva: X versus teor de Ni (%).....	31
FIGURA 32 – Análise de deriva: Y versus teor de Ni (%).....	31
FIGURA 33 - Análise de deriva: Z versus teor de Ni (%)......	31
FIGURA 34 – Curvas de parametrização.....	32
FIGURA 35 – Interface do programa Mining Method Selection mostrando a pontuação cada método.....	34
FIGURA 36 - Vista da seção transversal do talude final com a superfície de ruptura que possui o menor fator de segurança (1.311) destacada em branco.....	35
FIGURA 37 – Gráfico ilustrando a variação do preço do níquel.....	36
FIGURA 38 - Função benefício aplicada ao modelo de blocos.....	38
FIGURA 39 - Mapa mostrando as distâncias médias de transporte até a saída da mina.....	39
FIGURA 40 – Cava final gerada pelo NPV Scheduler.....	40
FIGURA 41 – Estado da cava no final do 1º ano com 9,004,580 t de minério extraídas.....	42

FIGURA 42 – Estado da cava no final do 5º ano com 45,005,029 t de minério extraídas	42
FIGURA 43 – Estado da cava no final do 9º ano com 81,001,344 t de minério extraídas	43
FIGURA 44 – Estado da cava no final do 13º ano com 117,000,697 t de minério extraídas	43
FIGURA 45 – Estado da cava no final do 17º e último ano de vida da mina com um total de 150,110,460 t de minério extraídas	44
FIGURA 46 – Cava operacional feita com base na cava ótima	45
Figura 47 – Cava operacional	46
Figura 48 – Detalhe de uma das rampas de acesso	46
FIGURA 49 – Especificações da Caterpillar Front Shovel 5080	49
FIGURA 50 – Valores utilizados para o tempo de ciclo	49
FIGURA 51 – Dimensões e alcance da FS 5080	50
FIGURA 52 – Especificações do Caterpillar 771D	51
FIGURA 53 – Gráficos de Distância x Tempo para valores usuais de resistência total (inclinação + resistência ao rolamento) do Caterpillar 771D	52
FIGURA 54 - Circuito de cominuição	55
FIGURA 55 - Fluxograma planta de beneficiamento	56
FIGURA 56 - NPV sem imposto e sem empréstimo.....	60
FIGURA 57 - NPV sem imposto e com empréstimo	61
FIGURA 58 - Gráfico NPV com imposto e sem empréstimo.....	62
FIGURA 59 - NPV com imposto e com empréstimo	63
FIGURA 60 - Estudo de Sensibilidade do NPV com imposto e com empréstimo.....	64
FIGURA 61 - Localização da planta de beneficiamento e pilha de estéril.....	67
FIGURA 62 - Esquema de construção da barragem de rejeitos	68

Lista de tabelas

TABELA 1 - Dimensões para a construção dos modelos de blocos.....	28
TABELA 2 - Validação Global do corpo.....	30
TABELA 3 - Parâmetros do solo.....	34
TABELA 4 - Parâmetros geométricos da cava final.....	34
TABELA 5 - Custos estimados pelo modelo de O'hara.....	35
TABELA 6- Valores utilizados para o cálculo do preço de venda do Ni, que resultou em US\$ 10902,92	37
TABELA 7- Parâmetros para definição da cava ótima.....	39
TABELA 8 - Parâmetros para o sequenciamento da lavra.....	40
TABELA 9 - Dados obtidos com o sequenciamento da lavra.....	41
TABELA 10 - Parâmetros para a operacionalização da cava final.....	45
TABELA 11 - Dados do primeiro ano de produção, que foi utilizado para o dimensionamento dos equipamentos.....	48
TABELA 12 - Dados do dimensionamento do equipamento de carregamento.....	48
TABELA 13 - Dados do dimensionamento do número de caminhões.....	53
TABELA 14 - Dados de entrada utilizados no programa MAFMO.....	57
TABELA 15 - Custo capitais da planta de beneficiamento.....	57
TABELA 16 - Custos capitais mina a céu aberto.....	58
TABELA 17 - Custos capitais em infraestrutura.....	58
TABELA 18 - Custos totais de investimento.....	58
TABELA 19 - Fluxo de caixa sem imposto e sem empréstimo.....	59
TABELA 20 - Fluxo de caixa sem imposto e com empréstimo.....	60
TABELA 21 - Fluxo de caixa com imposto e sem empréstimo.....	62
TABELA 22 - Fluxo e caixa com imposto e sem empréstimo.....	63

1 INTRODUÇÃO

Este estudo visa avaliar academicamente a pré-viabilidade técnica e econômica da abertura de um empreendimento mineiro de um depósito de níquel laterítico.

Desenvolvido por alunos concluintes do curso de Engenharia de Minas da Universidade Federal do Rio Grande do Sul baseados em dados sobre o depósito, dados considerados como sendo essenciais para a elaboração de um estudo de pré-viabilidade.

Munidos com as informações contidas nos furos de sondagem, realizamos o tratamento dos dados, que nos permitiu determinar o método de lavra. Posteriormente, executamos um estudo para fazer a modelagem do corpo mineralizado, análise geoestatística e estimativa de reservas. O método de mineração foi Lavra a céu Aberto com mineração em tiras (*Strip Mining*)

Seguindo a execução do estudo de viabilidade foram realizadas a modelagem do corpo mineralizado e as estimativas de reservas e teores do depósito. Em seguida foram planejadas as taxas de produção, seqüenciamento de lavra, escolha da frota necessária para todas as etapas desde a remoção da rocha até o beneficiamento, dimensionamento do circuito de beneficiamento e a análise econômica onde foram calculados os investimentos necessários, custos de lavra e de beneficiamento e receitas geradas a partir da venda do produto com a finalidade de se analisar a viabilidade econômica do projeto.

2 BANCO DE DADOS

2.1 Análise dos dados

Partindo do banco de dados fornecido pelo Departamento de Engenharia de Minas (DEMIN), que pelo elevado conteúdo de elementos associados nos levou a conclusão de se tratar de um depósito laterítico, que corresponde a um depósito de Níquel como metal primário de origem laterítica. Esses depósitos se desenvolvem sob influencia de climas úmidos com grande incidência de chuvas. Estas propiciam uma intensa lixiviação, decompondo quimicamente a rocha e formando e acumulando hidróxidos metálicos.

No banco de dados fornecido se encontravam os arquivos:

- *COLLARS*, correspondendo às coordenadas e identificação dos furos de sondagem, estes contabilizados num número de 505 furos;
- *ASSAY*, correspondendo à composição química dos furos de sondagem, bem como a identificação do furo de sondagem correspondente e a delimitação do início e fim dos intervalos de sondagem;
- *GEOLOGY*, correspondendo ao tipo de litologia e grau de alteração dos furos de sondagem, assim como os dados químicos da sondagem, estes também estão delimitados e identificados.

	A	B	C	D
1	BHID	XCOLLAR	YCOLLAR	ZCOLLAR
2	6010001	306443.3	6657451	414.95
3	6010001A	306445	6657453	414.9
4	6010002	306360.7	6658355	402.63
5	6010002A	306365.2	6658357	402.79
6	6010002B	306360.3	6658359	402.71
7	6010003	305070.4	6658325	426.05
8	6010003A	305075	6658323	425.02
9	6010003B	305072.6	6658321	426.05
10	6010004	305484.2	6659117	425.79
11	6010004A	305479.3	6659116	426.31

FIGURA 1 – Arquivo COLLARS

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N
1	BHID	FROM	TO	Ni	Co	MgO	FeO	SiO2	Al2O3	CaO	Cr	Mn	% Cr	% Mn
2	SBRC0001	0	4	0.224		2.95	6.685	49	3.13				0.00	0.00
3	SBRC0001	4	8	0.415		1.37	12.887	55	4.71				0.00	0.00
4	SBRC0001	8	12	0.368		1.15	11.368	60	3.27				0.00	0.00
5	SBRC0001	12	13	0.378		1.91	10.724	58	0.98				0.00	0.00
6	SBRC0001	13	14	0.518		1.92	14.825	52	1.73				0.00	0.00
7	SBRC0001	14	15	0.148		0.77	2.362	87	0.68				0.00	0.00
8	SBRC0001	15	16	0.289		2.31	7.289	70	0.6				0.00	0.00
9	SBRC0002	0	1	0.394		4.36	8.696	38	2.81				0.00	0.00
10	SBRC0002	1	2	0.465		2.59	8.356	48	3.48				0.00	0.00
11	SBRC0002	2	3	0.894		1.03	11.975	49	5.37				0.00	0.00

FIGURA 2 – Arquivo ASSAY

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L
1	BHID	FROM	TO	REGOLITH	REGIME	WEATH	DOM_1	DOM_2	ZONE1	ZONE2	ZONE3	ZONE4
2	SBRC0001	0	4	CUSN	R	CU	S	N	2	22	2201	220108
3	SBRC0001	4	8	CUSN	R	CU	S	N	2	22	2201	220108
4	SBRC0001	8	12	CUSN	R	CU	S	N	2	22	2201	220108
5	SBRC0001	12	13	CUSN	R	CU	S	N	2	22	2201	220108
6	SBRC0001	13	14	CUSN	R	CU	S	N	2	22	2201	220108
7	SBRC0001	14	15	CUSS	R	CU	S	S	2	22	2201	220101
8	SBRC0001	15	16	CUSG	R	CU	S	G	2	22	2201	220107
9	SBRC0002	0	1	CUSN	R	CU	S	N	2	22	2201	220108
10	SBRC0002	1	2	CUSN	R	CU	S	N	2	22	2201	220108
11	SBRC0002	2	3	CUSN	R	CU	S	N	2	22	2201	220108
12	SBRC0002	3	4	CUSN	R	CU	S	N	2	22	2201	220108

FIGURA 3 – Arquivo GEOLOGY

2.2 Mapa de localização amostral

2.2.1 Topografia

Para gerar a topografia foram utilizados os dados das coordenadas da boca dos furos contidos no arquivo *COLLARS*. Para a criação do *grid* foi utilizado o método do inverso da distância na potência 1 e a distância entre os nós do *grid* utilizada foi de 50m.

	A	B	C
1	X	Y	Z
2	306443.25	6657450.5	414.95
3	306444.98	6657452.8	414.9
4	306360.73	6658355.1	402.63
5	306365.19	6658356.9	402.79
6	306360.3	6658359.0	402.71
7	305070.43	6658324.9	426.05
8	305075.02	6658322.8	425.02
9	305072.56	6658321.2	426.05
10	305484.17	6659116.9	425.79
11	305479.28	6659115.8	426.31
12	305489.44	6659113.1	425.41
13	305027.93	6660799.7	394.3
14	304349.71	6662756.3	405.44
15	304415.28	6662766.3	409.17
16	304495.77	6662759.5	407.26
17	304575.53	6662760.8	407.99
18	304335.32	6662359.3	402.95
19	304414.7	6662366.0	402.35
20			

FIGURA 4 – Dados utilizados na criação da topografia

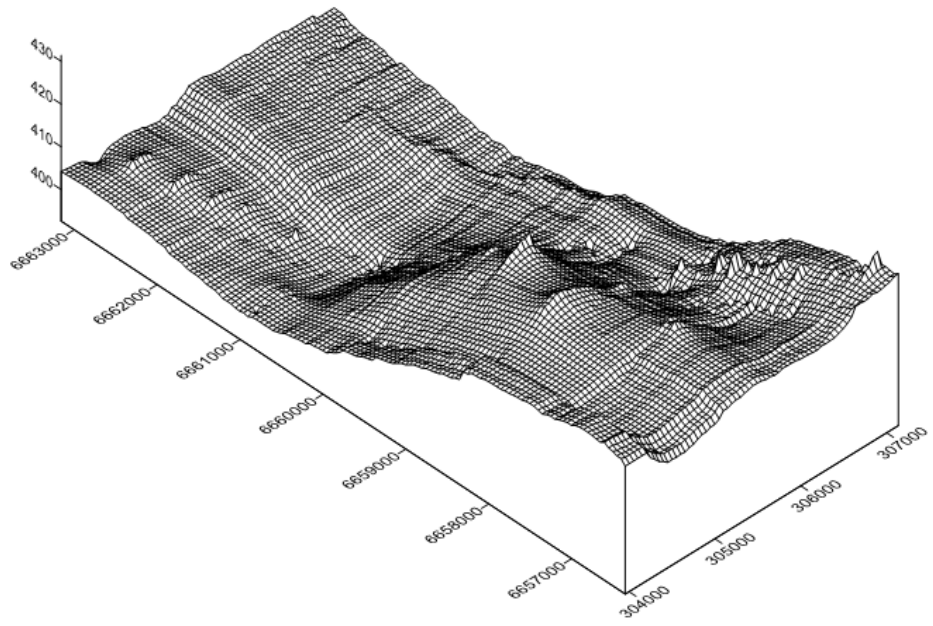


FIGURA 5 – Topografia com exagero vertical de 30x

2.2.2 Mapa amostral

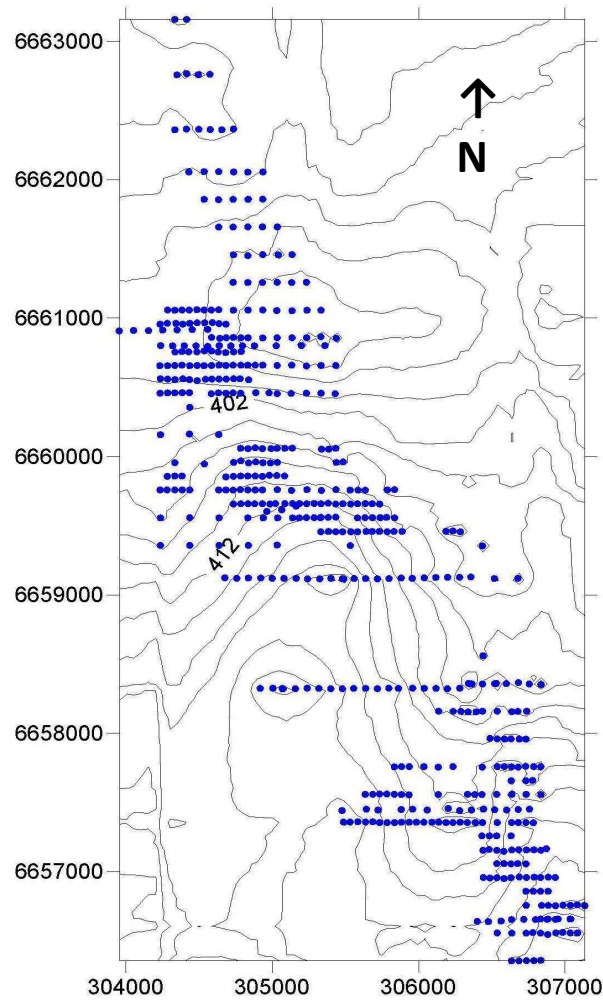


FIGURA 6 – Distribuição espacial das amostras

Após combinar os furos de sondagem com a topografia pode-se notar a distribuição das amostragens ao longo de 7Km na direção norte-sul e de 3Km na direção leste-oeste. Nota-se uma divisão do mapa amostral em duas seções, uma ao norte e outra ao sul.

Os dados de localização das amostras contidos no arquivo *COLLARS* juntamente com a topografia gerada foram importados para o software *Datamine*® onde, após a criação do modelo digital do terreno, foram combinados os furos de sondagem e a topografia.

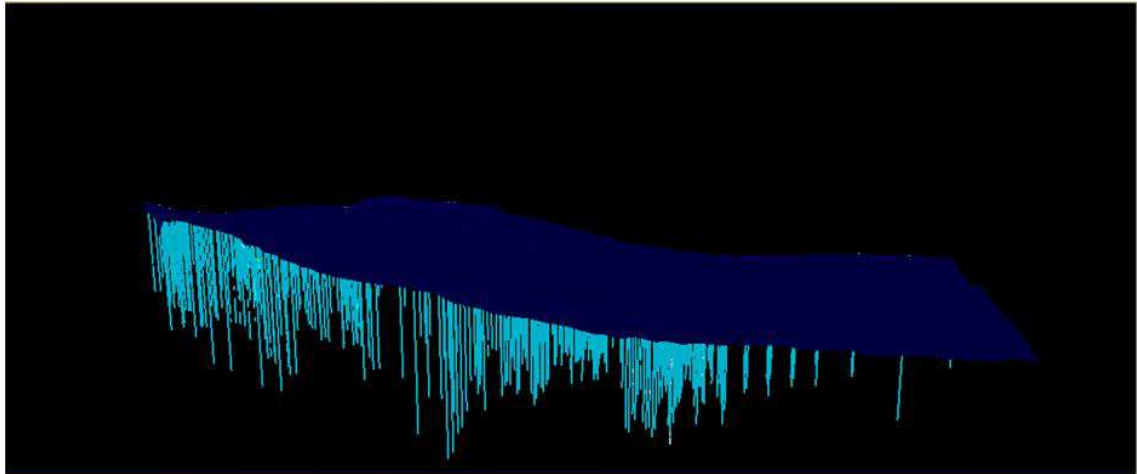


FIGURA 7 – Furos de sondagem inseridos no contexto topográfico, exagero vertical de 20x

2.3 Análise geoestatística preliminar

2.3.1 Regularização amostral

Para a análise estatística dos dados, o comprimento de amostragem deve seguir um padrão, caso contrário é necessário fazer a regularização amostral.

O tamanho das compostas foi escolhido levando em conta os tamanhos de amostragem (*length*) do banco de dados original e também considerando que a cava será construída com bancadas de 10m de altura, ou valores múltiplos de 10. Foi escolhido o comprimento de 2m como um valor ideal por apresentar uma maior frequência.

2.3.2 Coeficiente de variação

O Coeficiente de Variação (CV) útil como medida de assimetria para distribuições assimétricas positivas com valor mínimo igual a 0, fornece uma indicação do grau de dificuldade para estimativas locais.

$CV = \sigma/m$

- < 1 → problema simples
- 1-2 → alguma dificuldade com valores extremos,
- > 2 → valores extremos devem gerar grande dificuldade na estimativa

FIGURA 8 – Medida de assimetria pelo valor do CV

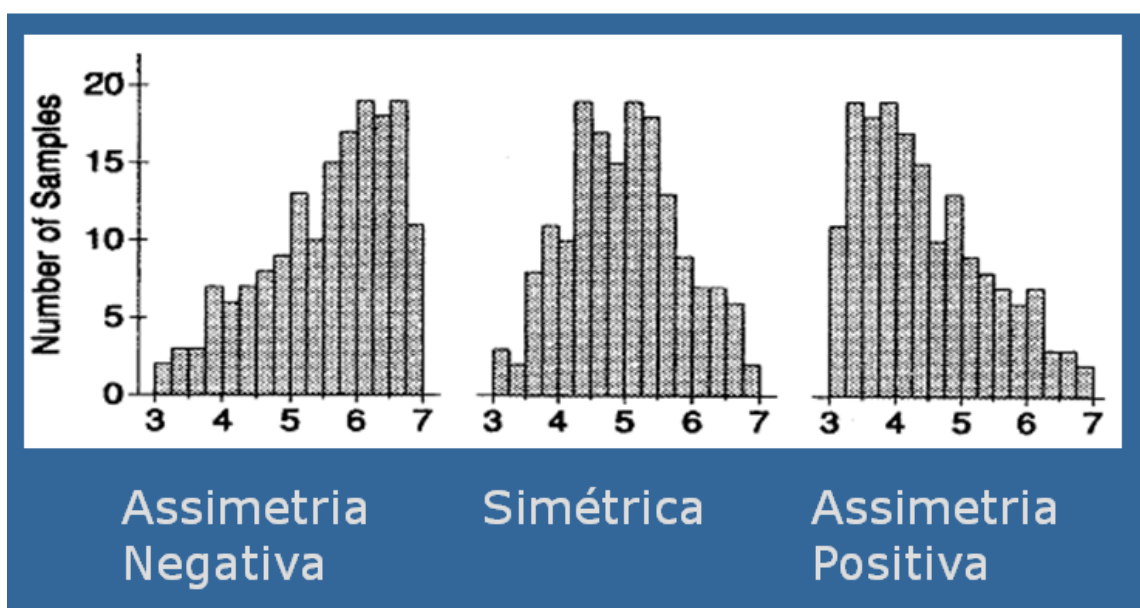


FIGURA 9 – CV e sua simetria

Após a regularização amostral foram calculadas as médias ponderadas para, posteriormente calcular-se o CV e o comportamento dos teores dos diferentes elementos contidos no depósito.

2.3.3 Geoestatística preliminar – Níquel

Pela análise geoestatística preliminar verifica-se que os teores de Ni seguem uma distribuição com assimetria positiva e o CV é maior que 2, dado influenciado na média por valores extremos.

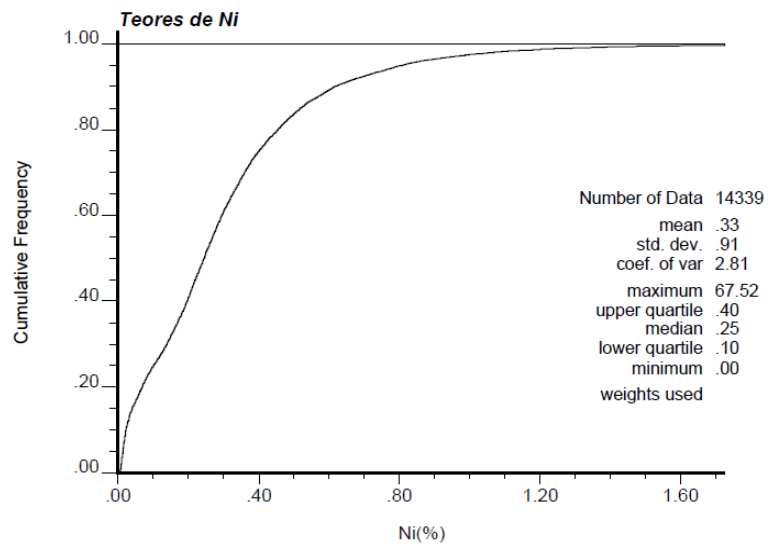


FIGURA 10 – Frequência acumulada de Níquel

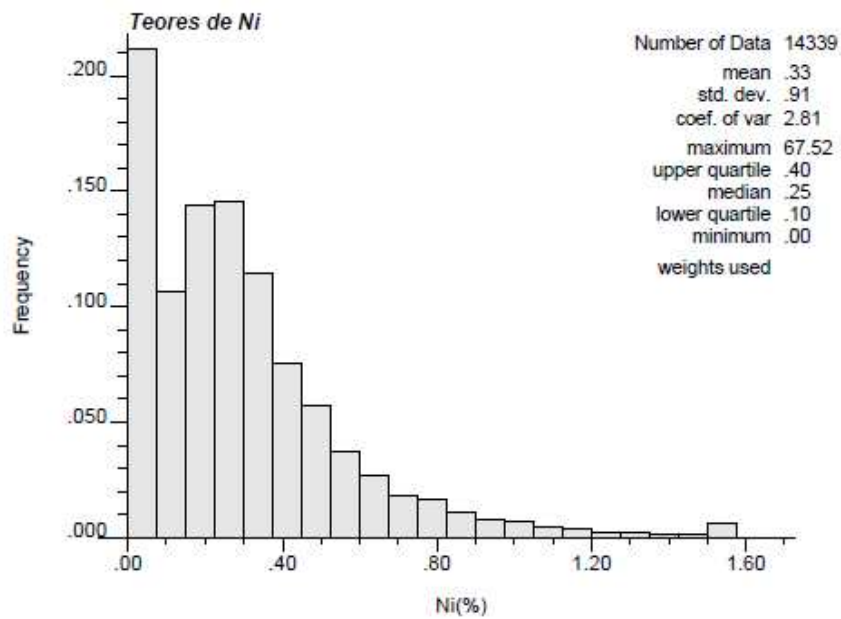


FIGURA 11 – Média dos teores de Níquel

Os demais elementos também apresentam uma distribuição de teores com assimetria positiva, e seus valores de CV está situado entre 1 e 2.

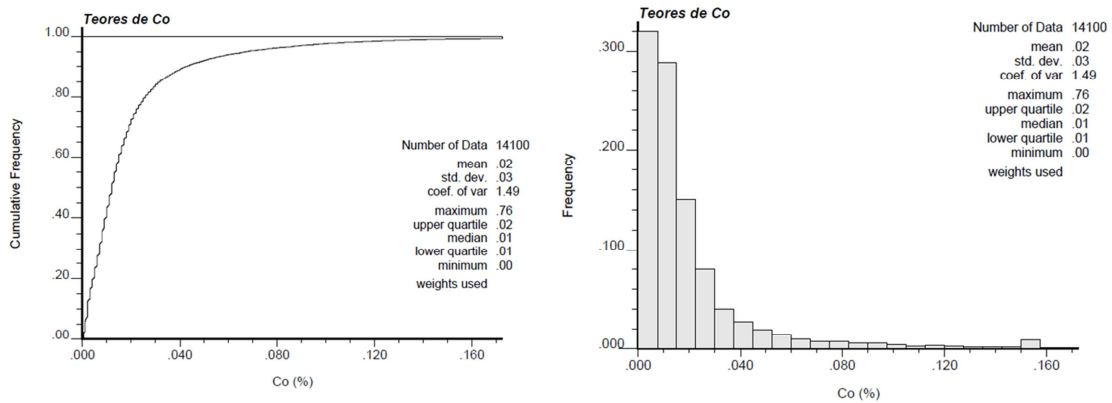


FIGURA 12 – Frequência acumulada e teores de Cobalto

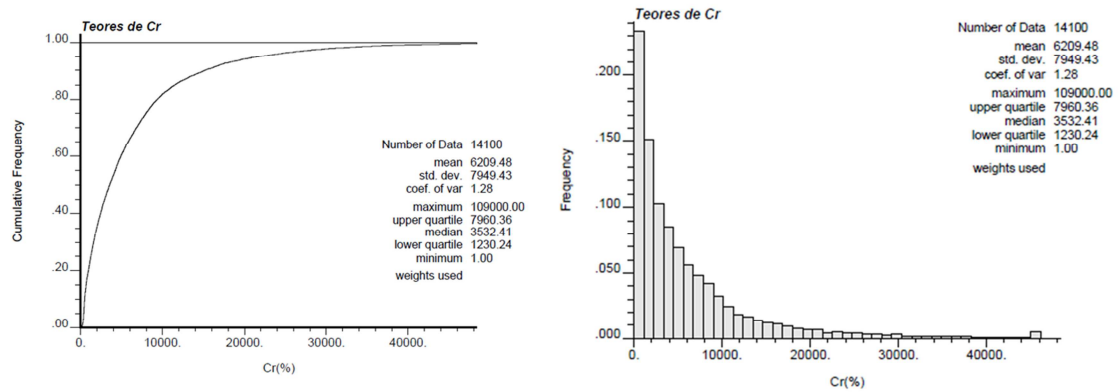


FIGURA 13 - Frequência acumulada e teores de Cromo

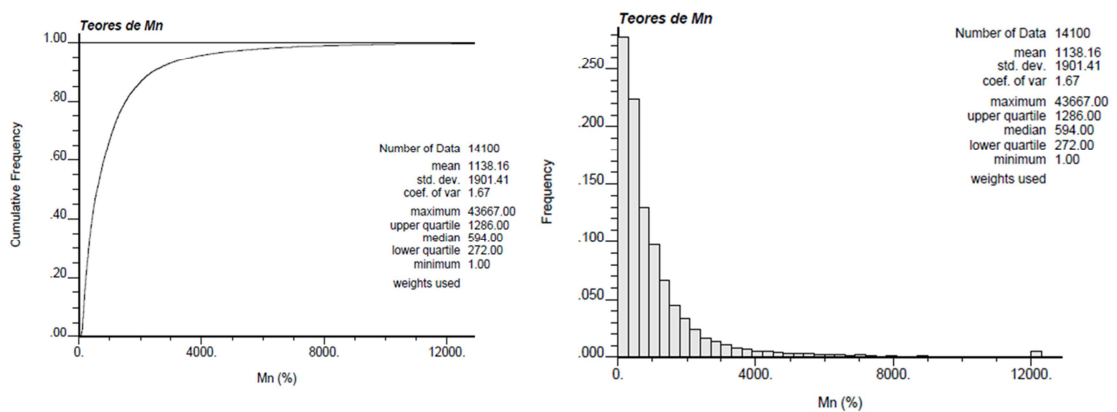


FIGURA 14 - Frequência acumulada e teores de Manganês

3 MODELAGEM DO SÓLIDO

3.1 Banco de dados

Para a modelagem do corpo mineralizado foi utilizado como parâmetro o teor de corte. Para obtermos o valor de corte preliminar pesquisaram-se estudos de caso em outras minas de níquel com grandes volumes e teores baixos.

Com isso verifica-se que:

- Na mina de *MINAGO NICKEL MINE – MANITOBA* – Canadá, apresenta depósito com um grande volume, (25,2 Mt com 0,43% de níquel (Ni), opera com teor de corte de 0,20%);
- Mina de Barro Alto Goiás apresenta reservas com teores entre 0,1% a 8% de Ni.

Com isso, optou-se por utilizar um teor de corte preliminar no valor de 0,2%.

3.2 Importação dos dados e validação

Após importados para o *software Datamine®*, os arquivos *COLLARS*, *ASSAY* e *GEOLOGY* foram validados para juntos comporem os furos de sondagem com seus respectivos dados químicos e litológicos.

RECORD	BHID (A8)	FeO (A12)	REGOLITH (...)	REGIME (A4)	WEATH (A8)	DOM 1 (A4)	DOM 2 (A4)	X (N)	Y (N)	Z (N)	LENGTH (N)	A0 (N)	B0 (N)
1	SBR0001	6.685	CUSN	R	CU	S	N	304349.71	6662756.33	403.44	4	180	
2	SBR0001	12.887	CUSN	R	CU	S	N	304349.71	6662756.33	399.44	4	180	
3	SBR0001	11.368	CUSN	R	CU	S	N	304349.71	6662756.33	395.44	4	180	
4	SBR0001	10.724	CUSN	R	CU	S	N	304349.71	6662756.33	392.94	1	180	
5	SBR0001	14.825	CUSN	R	CU	S	N	304349.71	6662756.33	391.94	1	180	
6	SBR0001	2.362	CUSS	R	CU	S	S	304349.71	6662756.33	390.94	1	180	
7	SBR0001	7.289	CUSG	R	CU	S	G	304349.71	6662756.33	389.94	1	180	
8	SBR0002	8.696	CUSN	R	CU	S	N	304415.28	6662766.34	408.67	1	180	
9	SBR0002	8.356	CUSN	R	CU	S	N	304415.28	6662766.34	407.67	1	180	
10	SBR0002	11.975	CUSN	R	CU	S	N	304415.28	6662766.34	406.67	1	180	
11	SBR0002	13.869	CUSN	R	CU	S	N	304415.28	6662766.34	405.67	1	180	
12	SBR0002	10.653	CUSN	R	CU	S	N	304415.28	6662766.34	404.67	1	180	

FIGURA 15 – Dados dos furos de sondagem compositos

3.3 Seções geológicas

Após a validação dos furos de sondagem e sua respectiva importação no *software* foram visualizados em seções L-O e com isso foram desenhados os limites do corpo dentro dos teores de corte preliminar, sendo este de 0,2% de Ni.

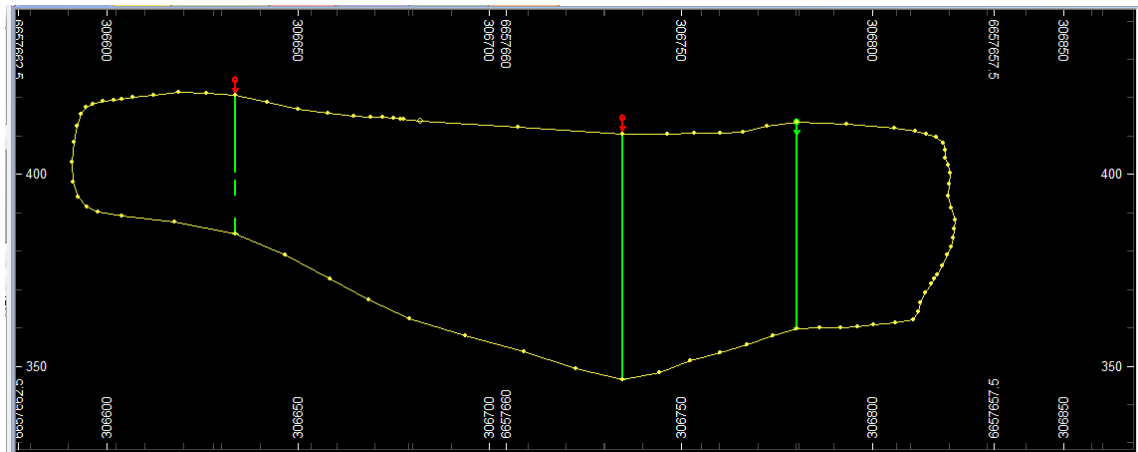


FIGURA 16 – Seção L-O do corpo mineral com seus respectivos furos de sondagem

Após serem desenhadas as seções geológicas, estas foram unidas para formarem o corpo mineral modelado.

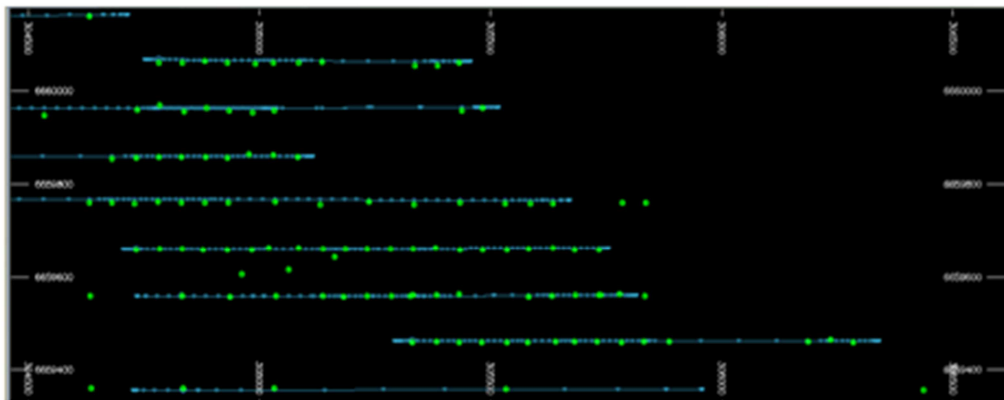


FIGURA 17 – Vista superior das seções geológicas

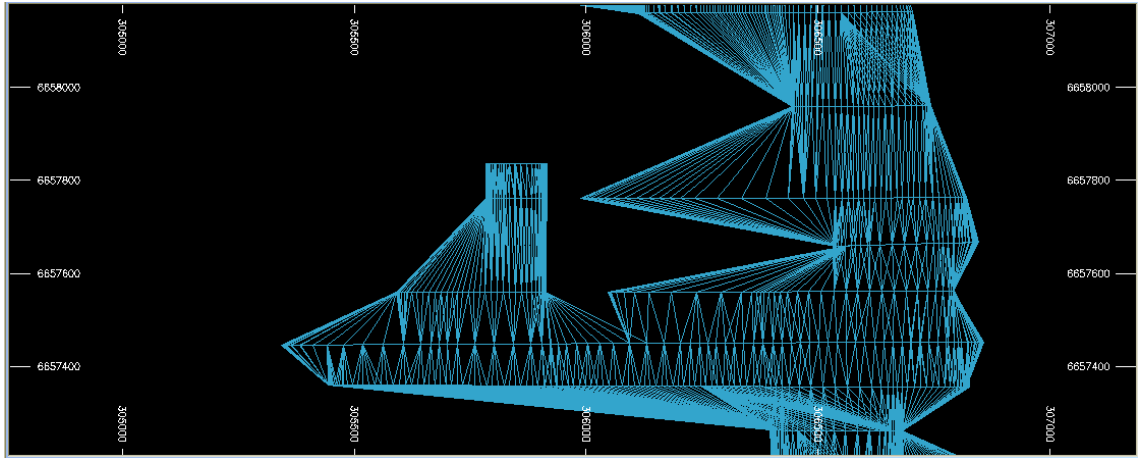


FIGURA 18 – União das seções geológicas

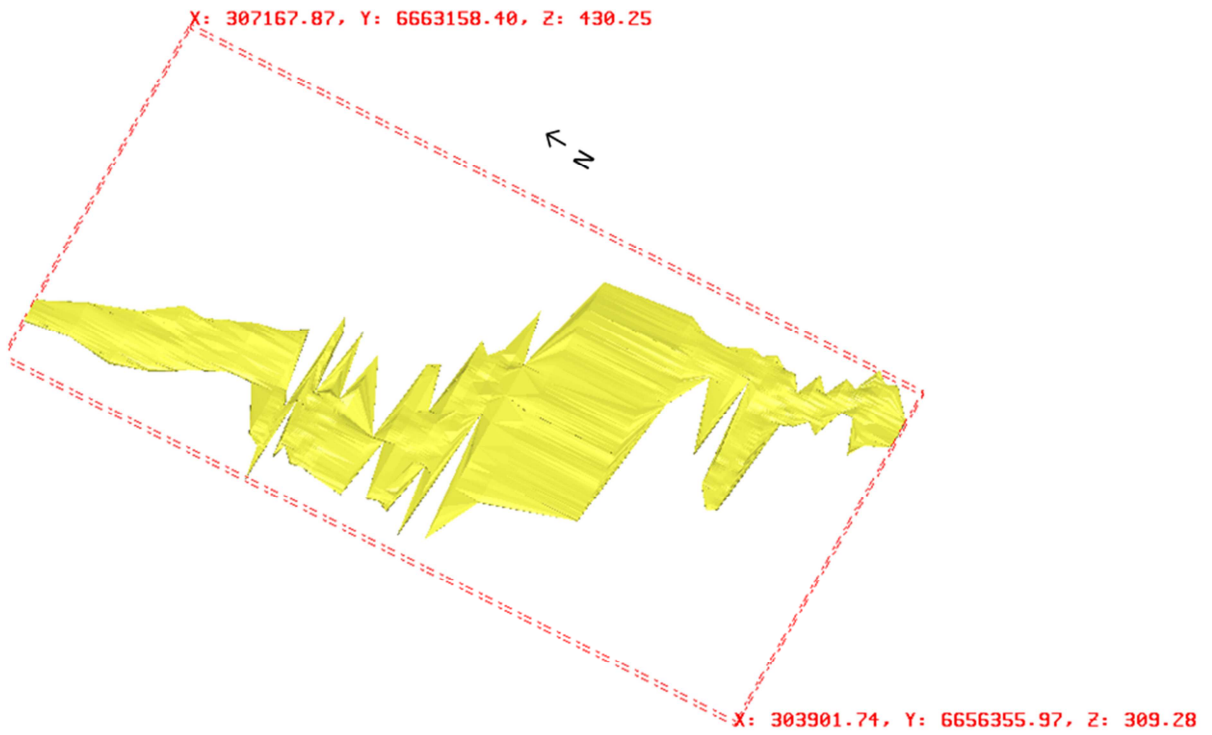


FIGURA 19 – Corpo geológico final

3 AVALIAÇÃO DO DEPÓSITO

A avaliação do depósito é uma parte fundamental, relacionada a cubagem do recursos minerais. Para realizar esta tarefa é de suma importância o conhecimento das características do jazimento mineral. Para esta finalidade, foram utilizadas as informações do banco de dados referentes a topografia local (*collar*), teores (*assay*), geologia (*geology*), orientação dos furos (*survey*).

A análise preliminar dos dados forneceu as seguintes informações, referentes ao teor de níquel, representadas a seguir.

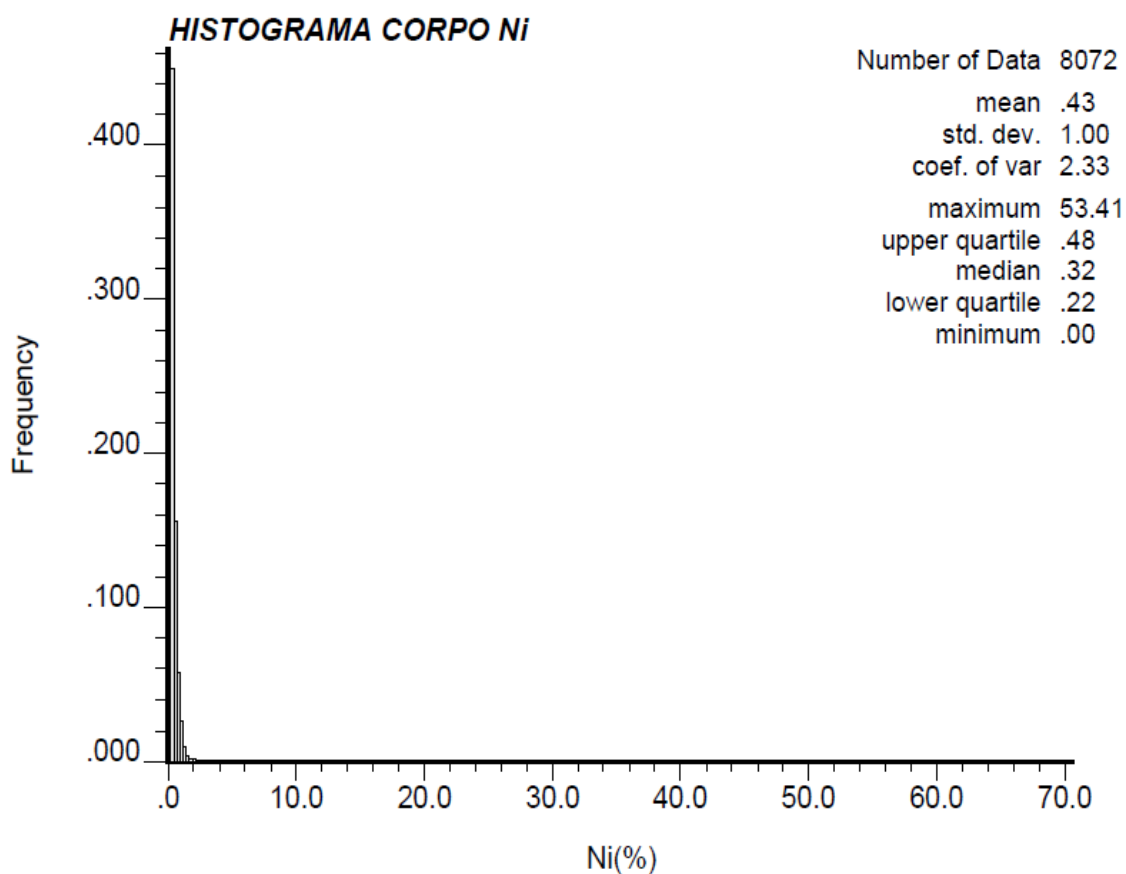


FIGURA 20 – Histograma do teor de Ni nos furos

Verificou-se que temos um intervalo amostral com coeficiente de variação elevado, influenciado pelos valores de teores extremos. Estes interferem na média. É necessário realizar um novo aferimento para ter-se uma melhor estimativa do teor de níquel. Para isso foi utilizada a geoestatística.

A geoestatística é um conjunto de técnicas estatísticas que nos possibilita compreender a distribuição espacial e temporal de uma variável. Esta compreensão é possível através da análise e estimativa de como a variável se comporta no espaço amostral.

Ao iniciar-se a análise geoestatística, é conveniente compositar os intervalos amostrais. Com isso, obtemos a regularização dos intervalos amostrais de tamanhos diferentes, cujo objetivo é ter uma mesma representatividade espacial dos teores, além de adequar a escala de amostragem a escala de trabalho da lavra. A FIGURA 21 mostra o histograma dos intervalos amostrais dos furos utilizados na análise estatística básica.

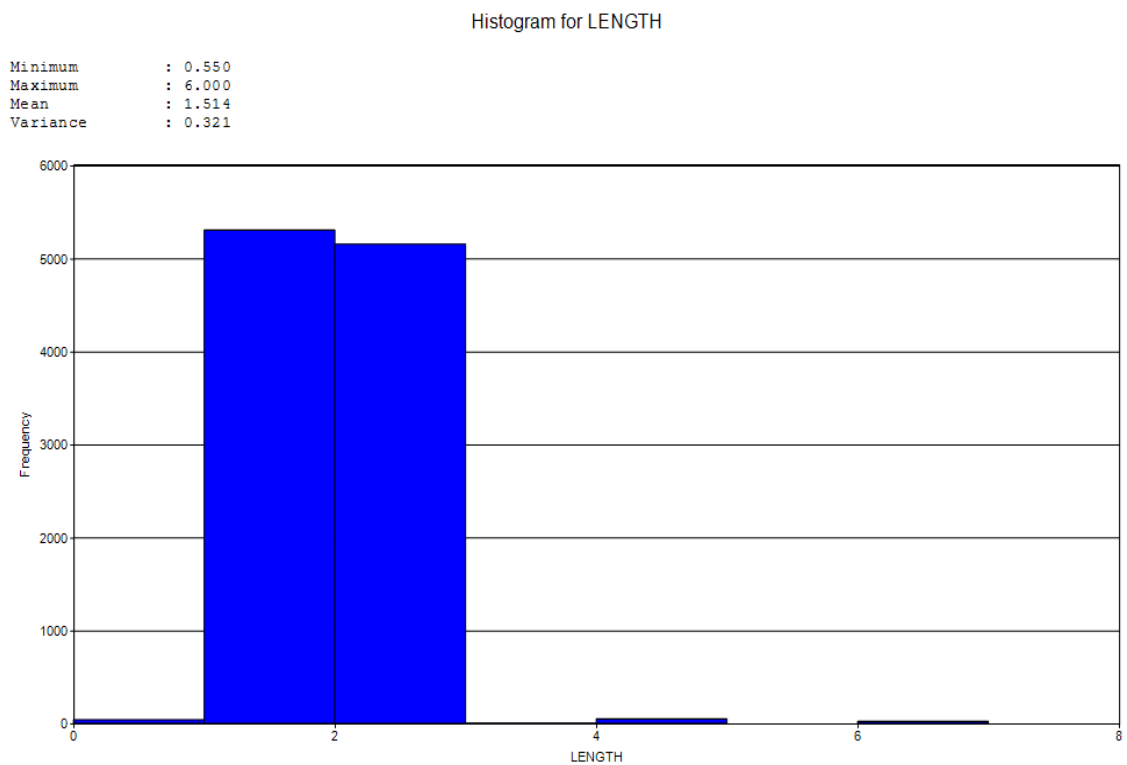


FIGURA 21 – Histograma do comprimento dos furos antes do processo de uniformização

A maioria das amostras tem um comprimento próximo a 2 m. Após realizar o procedimento de uniformizar os comprimentos dos intervalos amostrais, obtive-se o seguinte histograma ilustrado na FIGURA 22.

Histogram for LENGTH

Minimum : 1.000
Maximum : 2.000
Mean : 1.983
Variance : 0.017

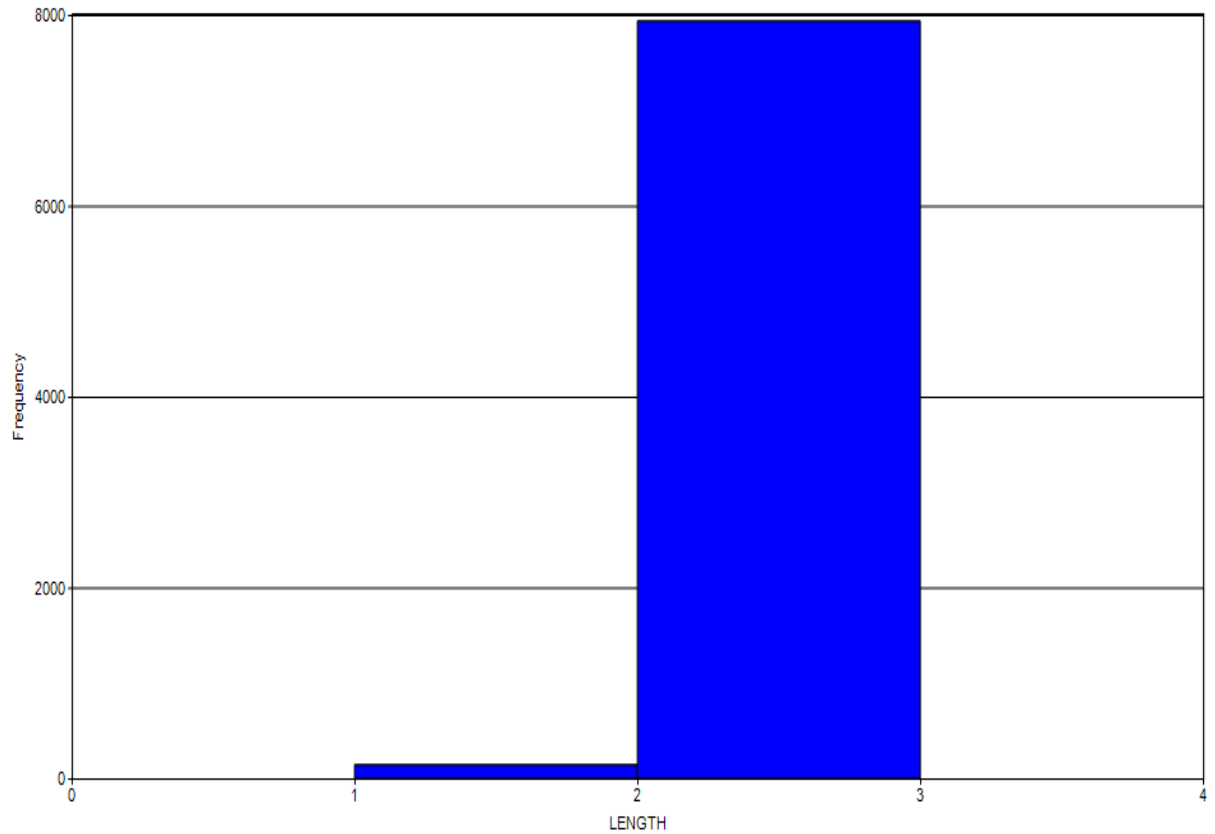


FIGURA 22 - Histograma do comprimento dos furos após a composição

Com a análise da FIGURA 22 percebe-se que o comprimento médio dos intervalos amostrais, após a regularização dos intervalos amostrais dos furos é de 2 m.

Após esta análise, foi construído o gráfico da probabilidade acumulada versus teor de Ni (%), apresentado na FIGURA 23, com o *caping* em 4 % de Ni, em escala logarítmica. Isto é necessário para evitar que teores elevados interfiram na média do teor do depósito.

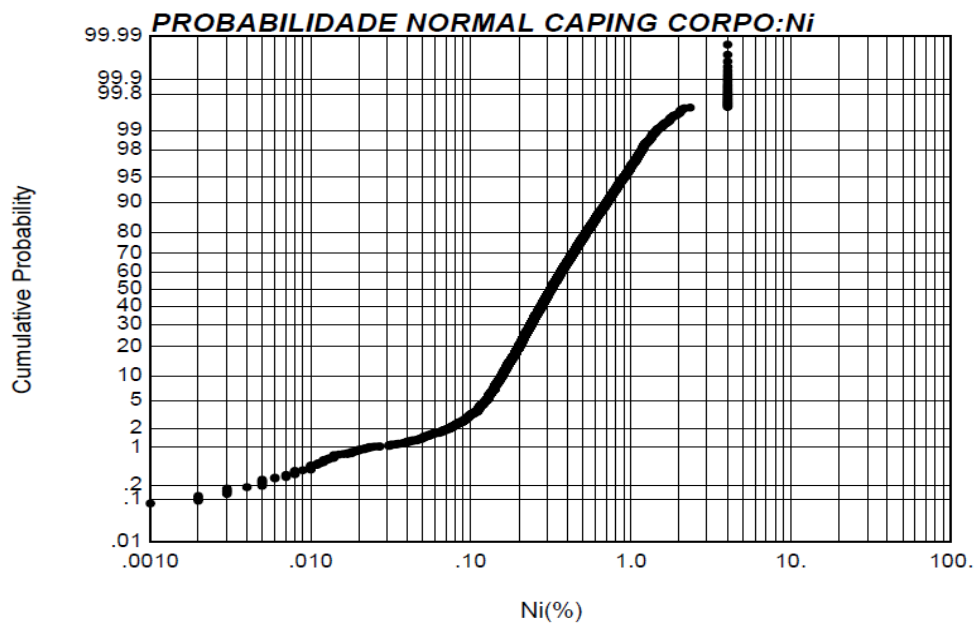


FIGURA 23 – Gráfico da probabilidade acumulada versus teor de Ni (%)

No gráfico da FIGURA 23, nota-se a existência de duas inflexões, mostrando que há possibilidade de existir três populações de diferentes teores de Ni, de acordo com os domínios litológicos. Porém, por simplicidade, optou-se em utilizar esta informação como a mesma se apresenta. Isto decorre de que a zona mineralizada foi dividida em estéril (saprólito) e minério (Ni%).

A seguir, na FIGURA 24, está representado o histograma de frequência versus teor de Ni (%), onde se pode visualizar melhor o *caping*.

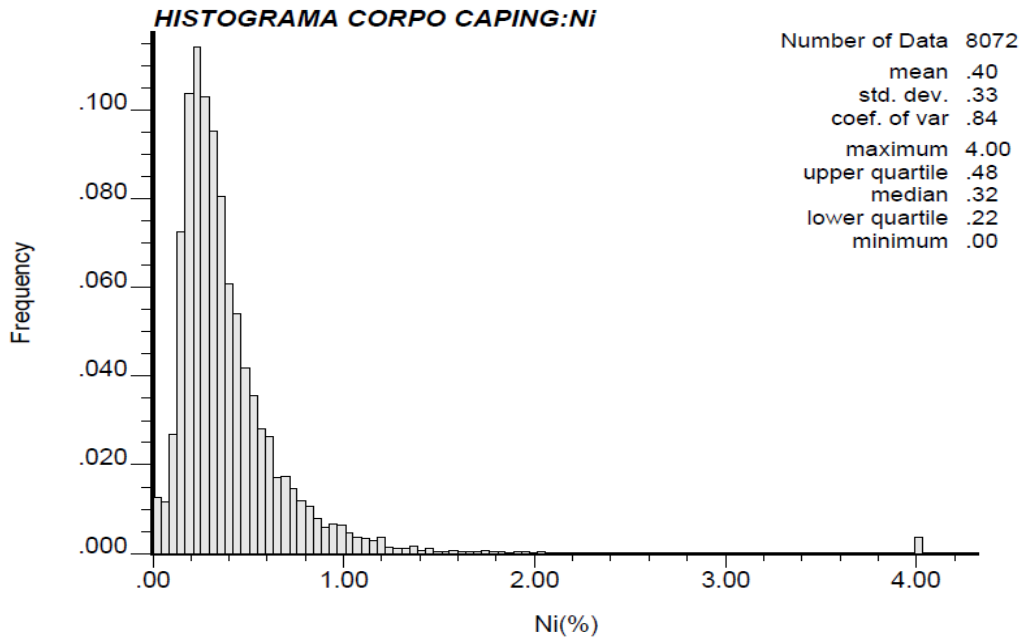


FIGURA 24 – Histograma de frequência versus teor de Ni (%)

3.1 Variografia.

A análise geoestatística propriamente dita tem início com a krigagem, sendo que a mesma corresponde ao variograma. Variografia é uma técnica que nos permite verificar particularidades do depósito mineral. Reconhece suas anisotropias e pequenas variações de teores a pequenas distâncias, contadas a partir da origem.

A variografia foi realizada com o auxílio do software SGEMS. Através do variograma *omnidirecional* obtivemos a direção de máxima variância e o efeito pepita. Os variogramas onidirecionais e direcionais foram obtidos com intervalos de 22.5°, conforme apresentado na FIGURA 25.

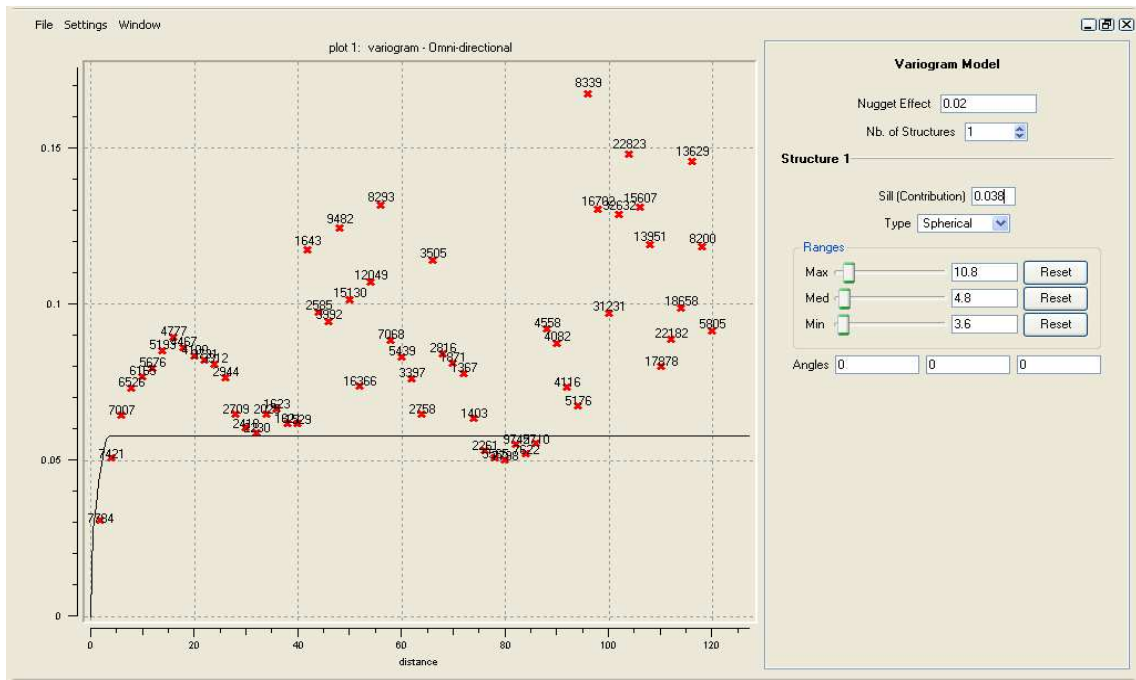


FIGURA 25 – Variograma ao longo do furo

Este variograma informa que o *sill* é de 0,038 e o efeito pepita é de 0,02, com alcance máximo de 10,8 m.

Pela variografia foi obtido a direção de maior continuidade, de acordo com a FIGURA 26, sendo a direção preferencial de 67,5°.

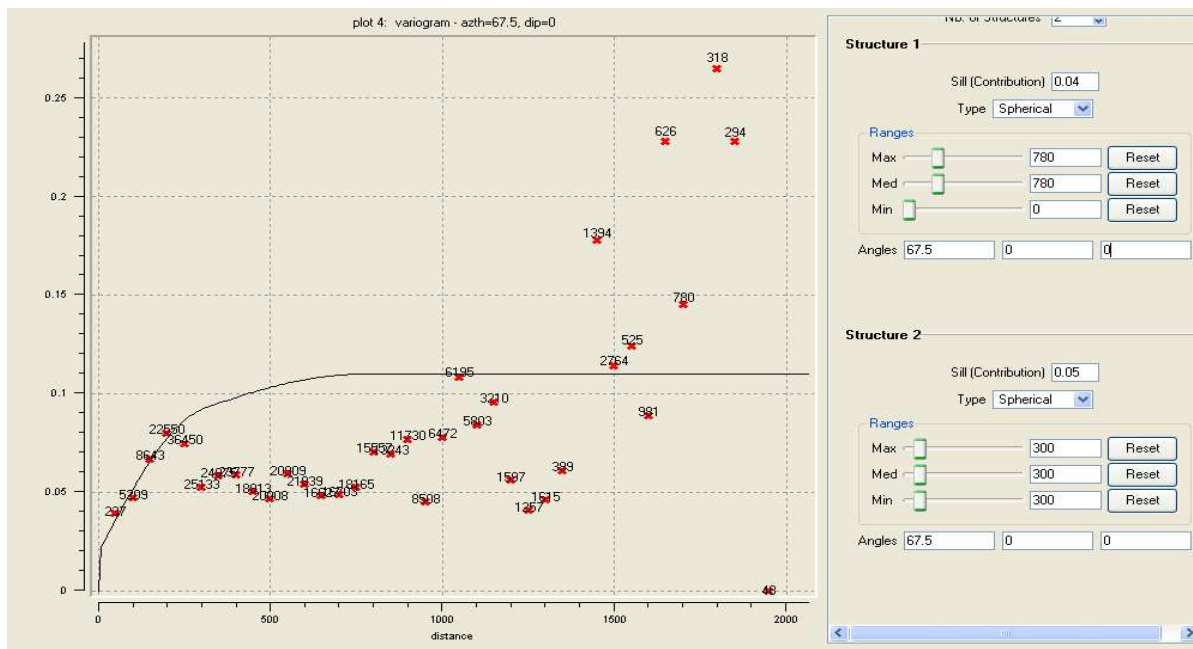


FIGURA 26 – Variograma de maior alcance: 67,5°

A direção de menor continuidade foi para 157.5° (FIGURA 27).

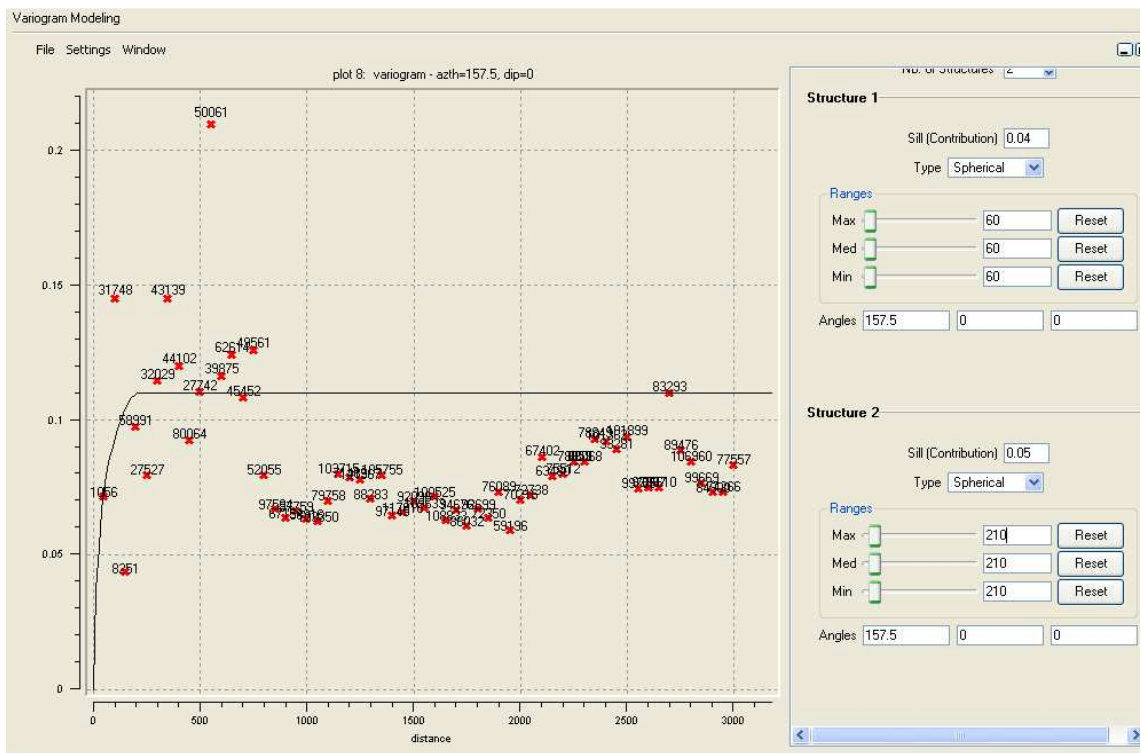


FIGURA 27 – Variograma de menor alcance: 157,5°

3.2 Modelo de blocos

O modelo de blocos tem por finalidade auxiliar a geólogos e engenheiros na delimitação do tamanho do corpo mineral, bem como, avaliar a qualidade e a quantidade dos parâmetros de interesse. Há diversas maneiras para a definição dos limites do corpo mineral. O método mais utilizado atualmente é a representação de um modelos de blocos, discretizando o corpo mineral em um conjunto de pequenos blocos conceituais, visto na FIGURA 28.

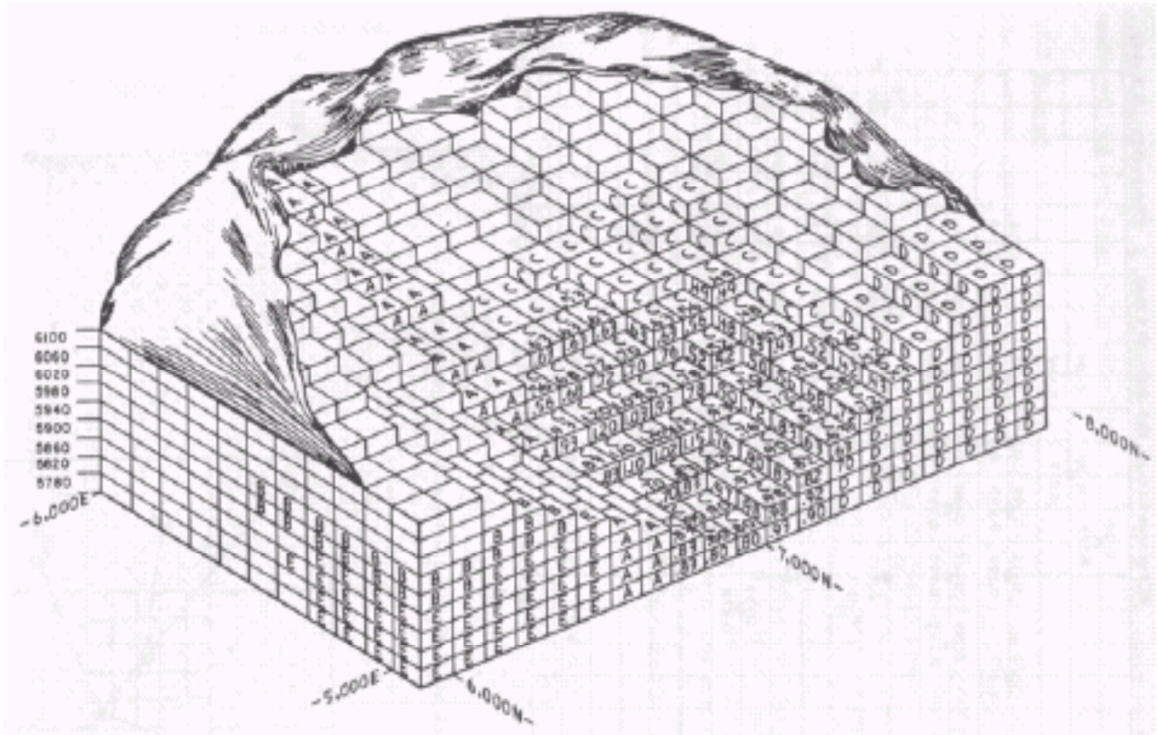


FIGURA 28– Modelo de blocos conceitual

As dimensões utilizadas para a construção do modelo de blocos, com auxílio do software *Datamine* estão descritas na TABELA 1:

TABELA 1 - Dimensões para a construção dos modelos de blocos

X (m)	Y (m)	Z(m)
25	25	10

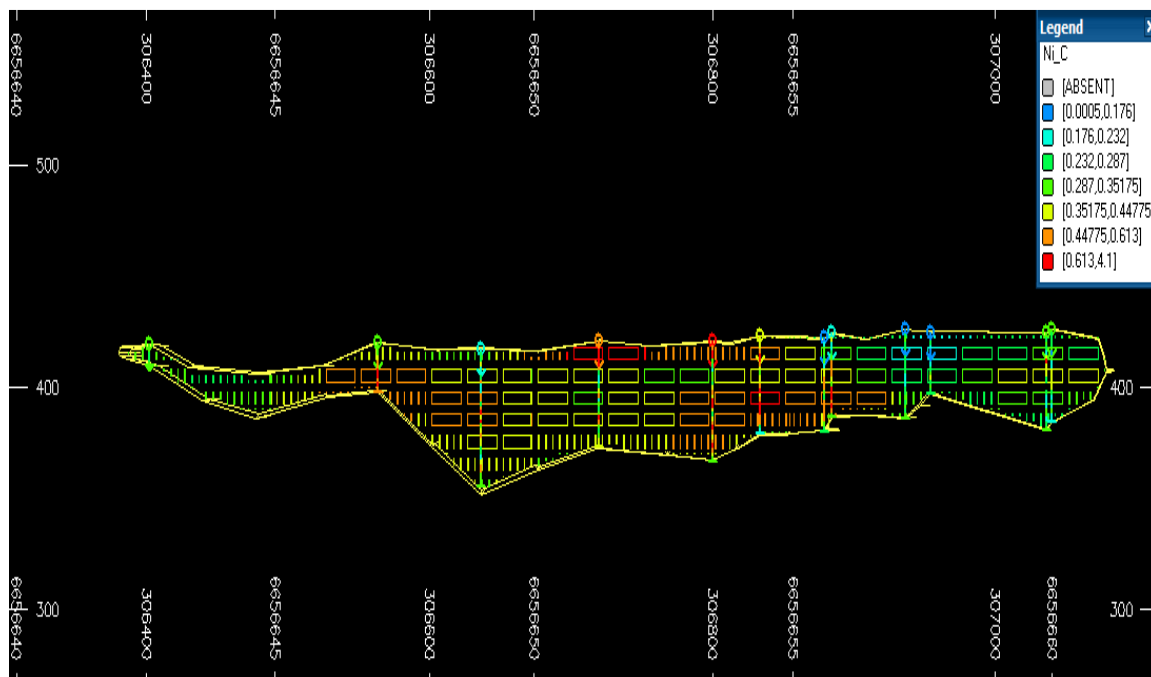


FIGURA 29 – Vista em seção do modelo de blocos do corpo mineral modelado

3.4 Estimativa de Teores

Os teores foram estimados através da Krigagem Ordinária, cujo elipsóide de busca de dimensões 780 m x 210 m e 10,8 m de profundidade. O tamanho do bloco foi de 25 m x 25 m e 10 m de altura. A largura de 25 m corresponde 1/4 da malha amostra que é de 100 m x 100 m. A altura de 10 m é para coincidir com a altura da bancada de operação.

A krigagem ordinária auxilia na estimativa de teores, impedindo uma superestimativa. Este auxílio decorre da maneira em que os pesos são atribuídos as diferentes amostras.

3.5 Validação do modelo de blocos

A validação do modelo de blocos pode ser realizada por dois métodos. O primeiro deles é pela validação global. Neste método, é realizada a comparação com as médias desagrupadas dos teores com as estimativas de teor. A diferença não deve ultrapassar os 10%. No caso em estudo, a diferença percentual é de 3,53%.

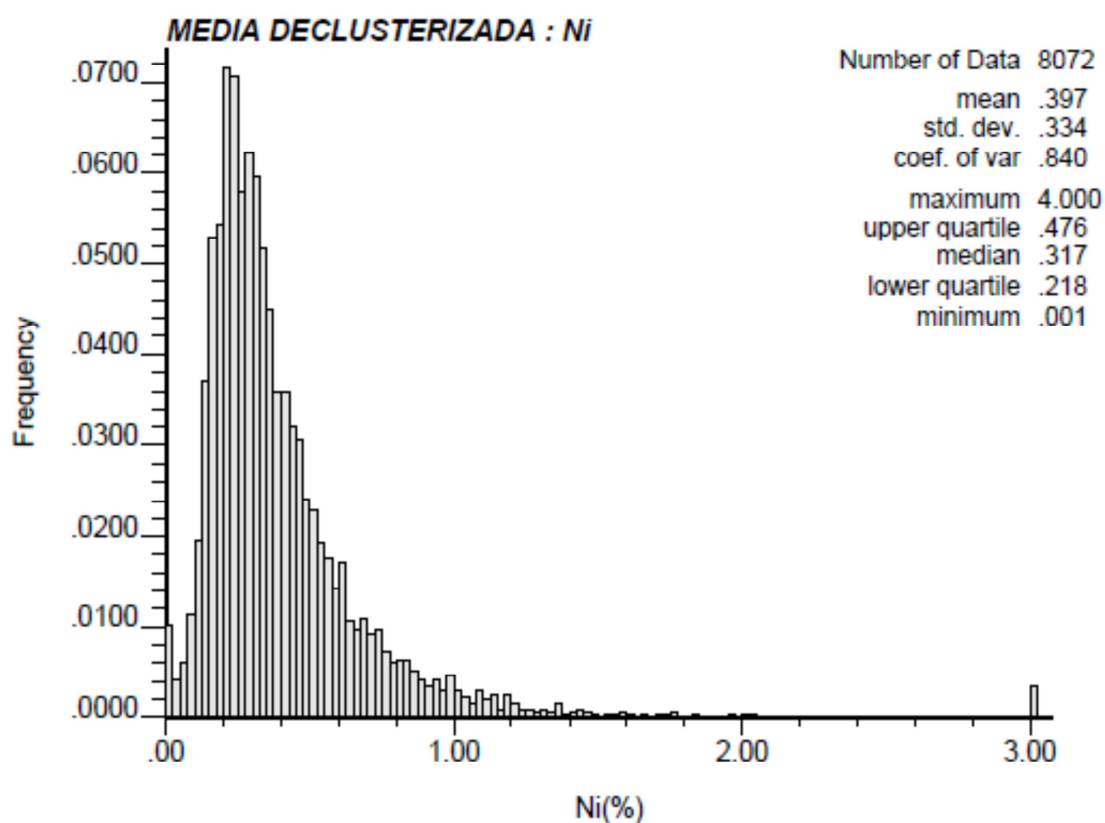


FIGURA 30 – Histograma de frequência acumulada versus Ni (%)

TABELA 2 - Validação Global do corpo

VALIDAÇÃO GLOBAL - CORPO		
MÉDIA	% Ni	DIF. MODELO
AMOSTRA	0,397	3,53%
MODELO	0,383	

A segunda maneira de se validar o modelo de blocos é utilizando a análise de deriva. Nesta técnica é criado um diagrama onde são plotados os valores dos teores para as amostras e do modelo de blocos. As linhas geradas devem ser sobrepostas, mostrando que há pouco erro associado na estimativa de teores.

A análise de deriva foi realizada com a criação de 17 faixas para a comparação local dos dados originais (sondagens) com os blocos gerados (valores estimados) pela krigagem. A abcissa do diagrama representa as distância e a ordenada os teores. Verifica-se que a linha vermelha (dados amostrais) e a linha verde (dados krigados) seguem a mesma tendência. As FIGURAS 31, 32 e 33 apresentam ilustrações a respeito da análise de deriva.

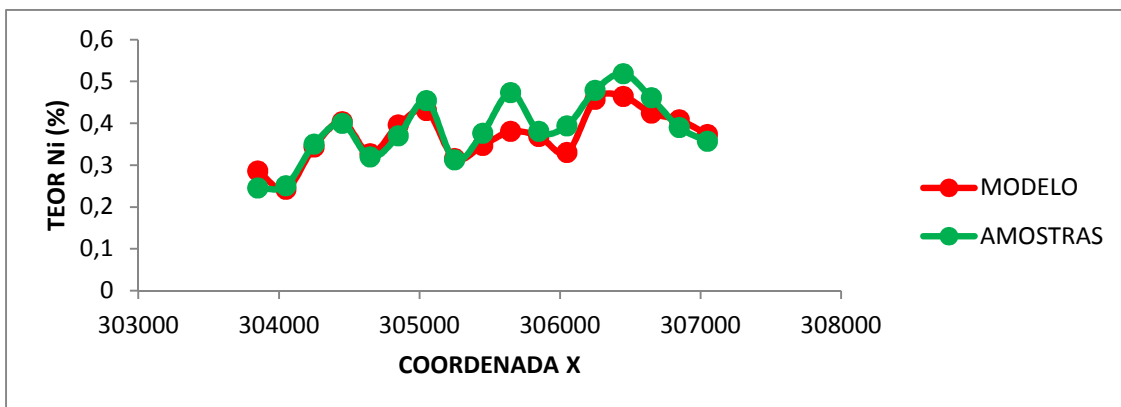


FIGURA 31 – Análise de deriva: X versus teor de Ni (%)

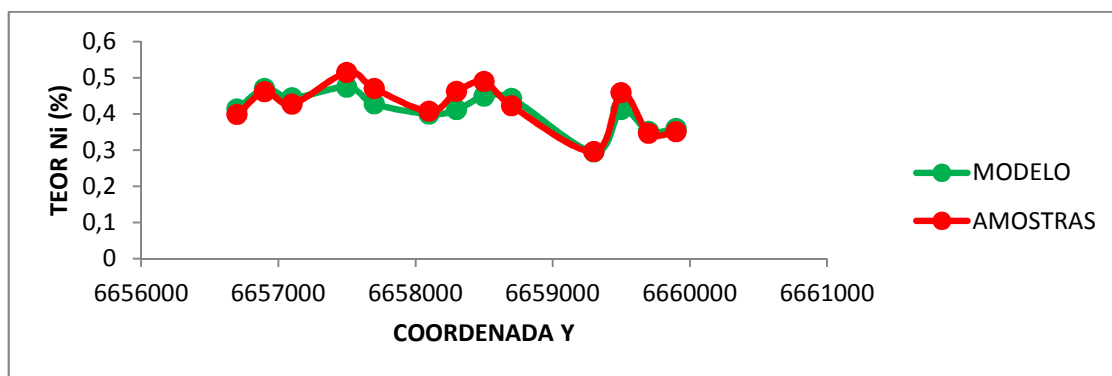


FIGURA 32 – Análise de deriva: Y versus teor de Ni (%)

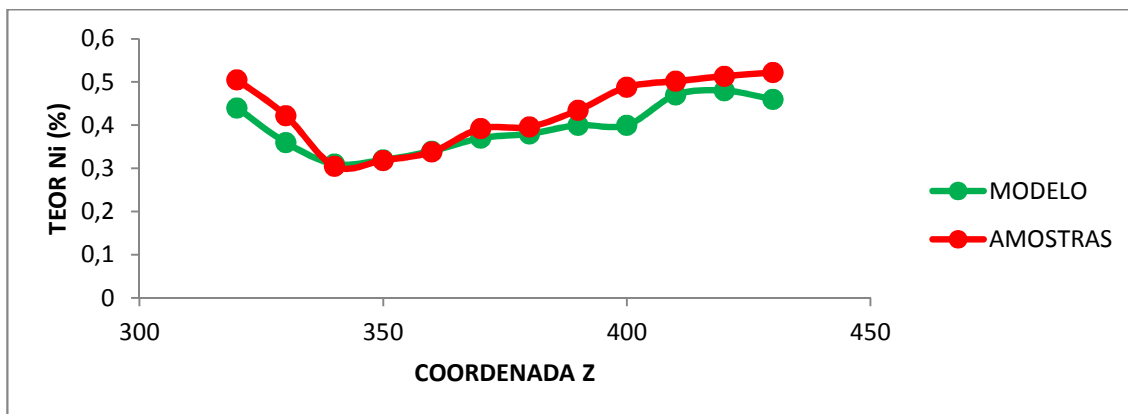


FIGURA 33 - Análise de deriva: Z versus teor de Ni (%).

3.6 Estimativa de reserva

A estimativa de reservas é importante, pois através dela tem-se uma idéia do volume do nosso depósito, bem como seu teor médio. Além disso, permite executar as demais tarefas do planejamento mineiro, juntamente com o planejamento econômico, de forma mais segura.

3.5.1. Curva de parametrização

A curva de parametrização permite relacionar a tonelagem com o teor de corte e o teor de corte com o teor médio. Para isso é necessário que se tenha uma definição do teor de corte (*cut off grade*).

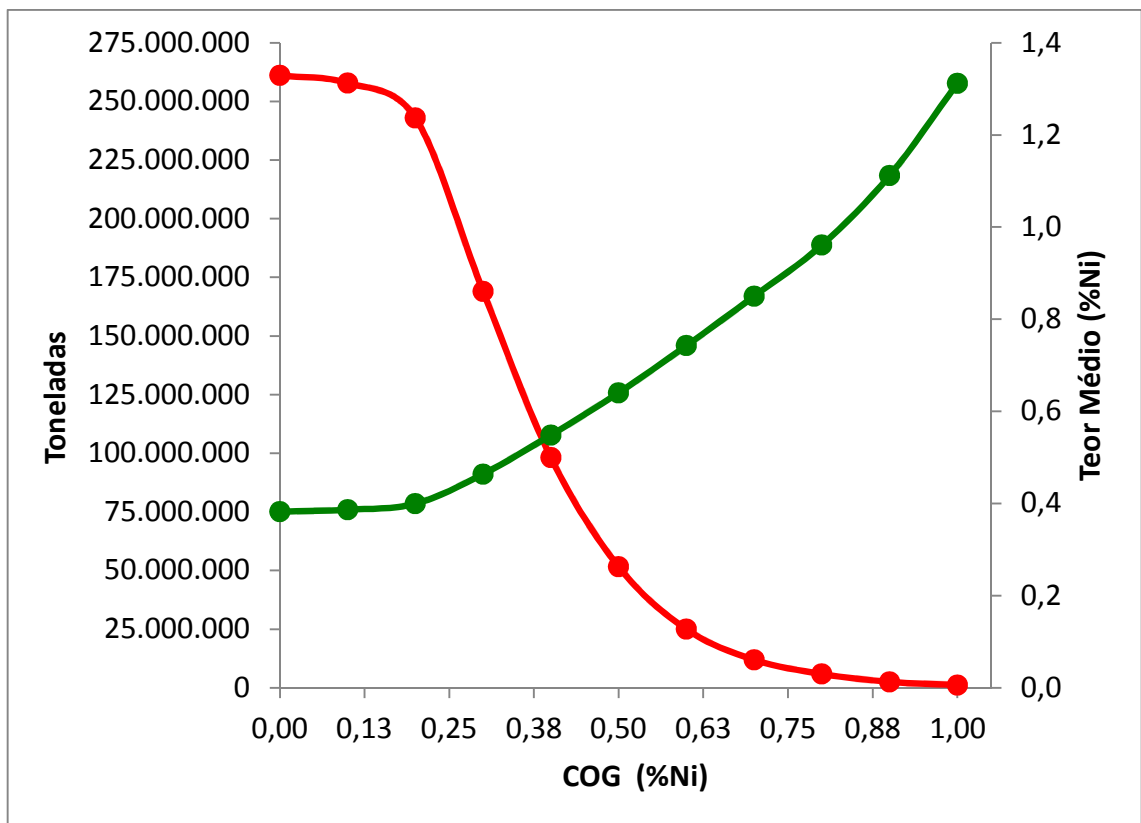


FIGURA 34 – Curvas de parametrização

Pela observação da curva de parametrização, ilustrada na FIGURA 34, nota-se que quanto menor é o teor de corte maior será a tonelagem do depósito. Há uma relação direta entre teor de corte e teor médio, ou seja, aumentando o teor de corte, aumenta o teor médio do depósito.

3.5.2 Determinação de recursos

Recurso mineral é uma concentração ou depósito na crosta da Terra, de material natural, sólido, em quantidade e teor e/ou qualidades tais que, uma vez pesquisado, exhibe parâmetros mostrando, de modo razoável, que seu aproveitamento econômico é factível na atualidade ou no futuro.

Para classificar os recursos, é crucial que as informações sejam baseadas em parâmetros geológicos, estabelecidos por meio de amostragem e estimativa de teores. Quanto maior for o número de informações com boa qualidade utilizadas na estimativa, melhor será o conhecimento e maior será o grau de certeza.

O objetivo de um sistema de classificação de recursos e reservas minerais é aplicar regras, que permitem separar diferentes classes de recursos, de tal modo que parte das mesmas possa ser transformada em reservas, em estudos de viabilidade técnica e econômica.

Os recursos são classificados em: medidos, indicados e inferidos.

- **Recurso Medido:** é a fração do recurso mineral em que a densidade, tonelagem, formas, propriedades físicas e químicas são estimados com alto nível de confiança.
- **Recurso Indicado:** é a fração do recurso mineral em que a densidade, tonelagem, formas, propriedades físicas e químicas são estimados com razoável nível de confiança.
- **Recurso Inferido:** é a fração do recurso mineral em que a densidade, tonelagem, formas, propriedades físicas e químicas são estimados com baixo nível de confiança.

4 PROJETO DA MINA

4.1 Definição do método de lavra

O método de lavra foi definido com base no programa *Mining Method Selection*, (disponível em www.edumine.com), que leva em consideração a geometria do corpo, a distribuição dos teores e as características geomecânicas para dar pesos aos diferentes métodos de lavra.

O método de lavra a céu aberto Open Pit foi o que obteve maior pontuação. Porém, devido à grande extensão horizontal do corpo o método adotado foi o *Strip Mining*.

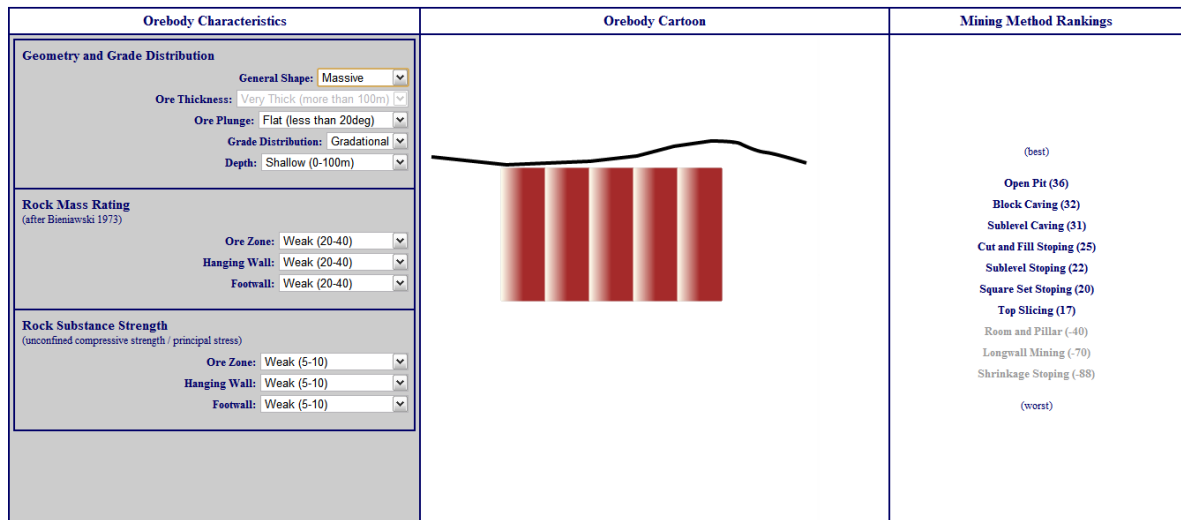


FIGURA 35 – Interface do programa Mining Method Selection mostrando a pontuação cada método

4.2 Estabilidade dos Taludes

O fator de segurança dos taludes foi verificado pelo programa *Macstars*, que utiliza o método de Bishop para a análise de rupturas do tipo circular.

TABELA 3 - Parâmetros do solo

Coesão [kN/m ²]	25
Ângulo de Atrito [°]	40
Peso Específico [kN/m ³]	13.5

TABELA 4 - Parâmetros geométricos da cava final

Altura de bancada [m]	10
Largura de berma [m]	5
Ângulo de talude [°]	55
Ângulo global [°]	40

A estabilidade do talude foi calculada levando em consideração o solo completamente saturado em água.

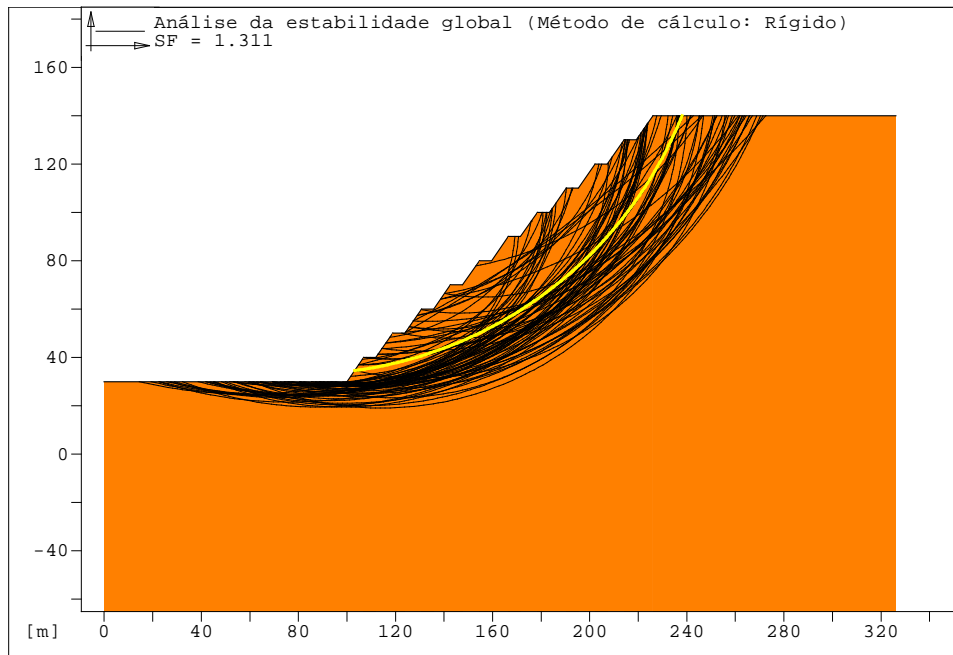


FIGURA 36 - Vista da seção transversal do talude final com a superfície de ruptura que possui o menor fator de segurança (1.311) destacada em branco

4.3 Otimização da cava

4.3.1 Custos operacionais

Os custos de lavra e beneficiamento foram definidos com base no modelo de O'hara. Os custos gerais e administrativos foram tomados como sendo 10% dos custos anteriormente citados. Os valores do modelo são dados em US\$ de 1986 e foram atualizados para 2011 com base no Producer Price Index (PPI).

TABELA 5 - Custos estimados pelo modelo de O'hara

Operação	Custo [US\$/t]
Lavra	1,27
Beneficiamento	11,42
Custos gerais e administrativos	1,27

4.3.2 Definição do Teor de Corte

O preço de venda do níquel estimado através de uma média móvel de 1995 – 2010.

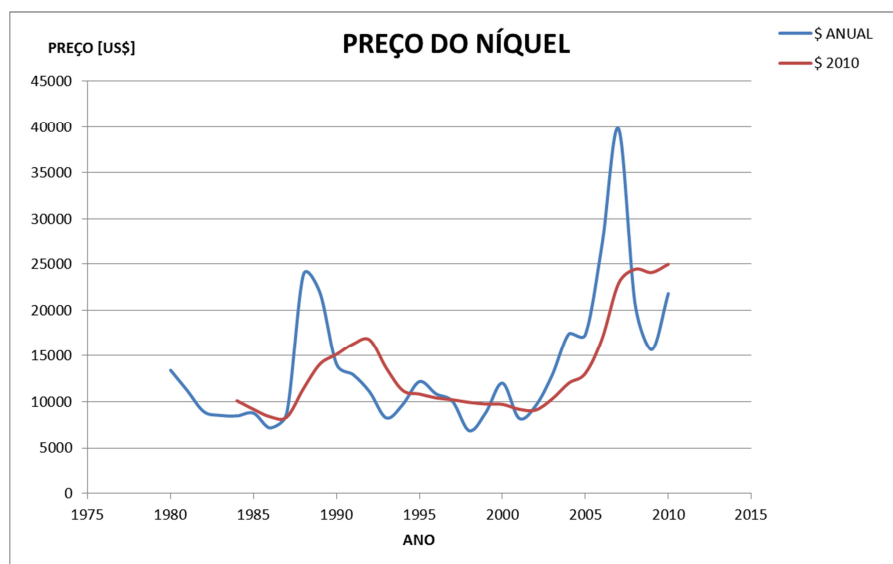


FIGURA 37 – Gráfico ilustrando a variação do preço do níquel

TABELA 6- Valores utilizados para o cálculo do preço de venda do Ni, que resultou em US\$ 10902,92

ANO	PREÇO ANUAL [US\$]	PPI	INDEX 2010	PREÇO 2010 [US\$]	MÉDIA MÓVEL [US\$]
1995	8223.56	93.97	0.67	5549.12	
1996	7504.09	96.23	0.69	5185.46	
1997	6924.72	96.16	0.69	4781.36	
1998	4623.59	93.75	0.67	3112.41	
1999	6002.51	94.57	0.68	4076.38	4540.95
2000	8630.52	100.00	0.72	6197.35	4670.59
2001	5969.63	101.13	0.73	4335.09	4500.52
2002	6783.31	98.79	0.71	4812.18	4506.68
2003	9630.29	104.07	0.75	7196.66	5323.53
2004	13821.01	110.55	0.79	10971.55	6702.56
2005	14777.82	118.61	0.85	12586.73	7980.44
2006	24125.61	124.11	0.89	21501.56	11413.74
2007	37135.84	130.07	0.93	34684.23	17388.15
2008	21141.47	142.88	1.03	21690.59	20286.93
2009	14672.40	130.29	0.94	13727.59	20838.14
2010	21810.00	139.26	1.00	21810.00	22682.80
2011	24413.00				10902.92

O teor de corte de equilíbrio (*break-even cutoff grade*) foi calculado da de acordo com a Equação 1 (NOBLE , 1993):

$$BCOG = \frac{Custo_{lavra} + Custo_{processo} + Custo_{G\&A}}{Rec_{global} \times (Preço_{venda} - Custo_{venda e refino} - Royalties)} \quad [1]$$

A recuperação global utilizada foi de 72% sendo 90% a recuperação da lavra e 80% a do beneficiamento. O custo de venda e refino foi calculado pelo *Net Smelter Return*, com base em um valor médio normalmente pago para o Ni de 65%. Os Royalties não foram considerados nos cálculos.

O teor de corte calculado foi de 0.272% de Ni.

A definição de valor econômico de um bloco corresponde a atribuição de um valor de retorno econômico que um bloco de lavra possa dar, baseado nos custos envolvidos para extrair e eventualmente processar o bloco, descontados do benefício econômico que esse bloco venha a fornecer. Dessa maneira, chama-se de função benefício a função que valoriza economicamente os blocos com base no teor estimado para cada um deles.

A função benefício foi aplicada a cada bloco a partir do comando EXTRA do software *Datamine Studio 3*. Na função benefício foi considerado um custo de transporte de US\$0,30/t*km. Foi utilizada a distância vetorial de cada bloco (DMT) até as coordenadas da mina (XB,YB,ZB) para o cálculo do custo de transporte (CTR) e adicionados 1000 m para a locação da planta de beneficiamento e a pilha de estéril.

```
COG=0.274 → teor de corte [%Ni]
CBEN=11.42 → custo de beneficiamento [US$/t]
CLAV=1.27 → custo de lavra [US$/t]
CGA=1.27 → custos gerais e administrativos [US$/t]
REC=0.72 → recuperação global
NSR=0.65 → Net Smelter Return
PRECO=10902.92 → preço de venda do níquel [US$]

XB=306330 → coordenada X da saída da mina [m]
YB=6659449 → coordenada Y da saída da mina [m]
ZB=420 → coordenada Z da saída da mina [m]
DMT=(SQRT((POW((XB-XC),2))+(POW((YB-YC),2))+(POW((ZB-ZC),2))))+1000
CTR=DMT*(0.0003)

IF(Ni >= COG)
FB=(REC*(Ni/100)*NSR*PRECO-(CLAV+CBEN+CGA+CTR))
END

IF(Ni < COG)
FB=-(CLAV+CTR)
END
```

FIGURA 38 - Função benefício aplicada ao modelo de blocos

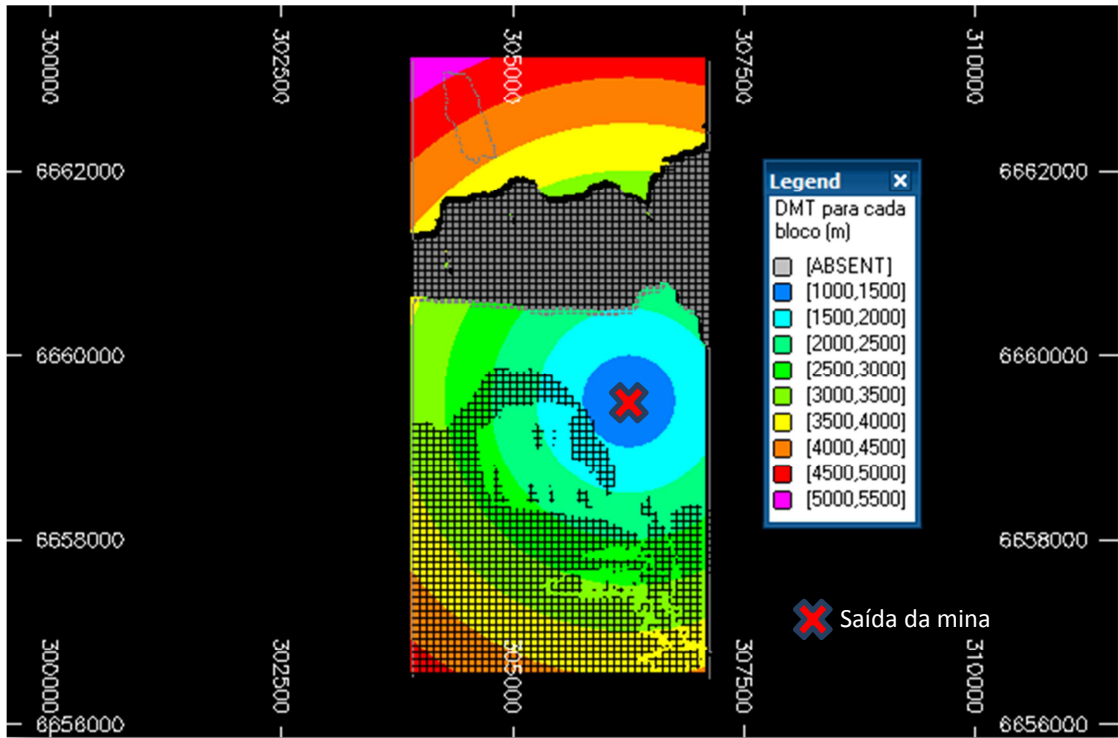


FIGURA 39 - Mapa mostrando as distâncias médias de transporte até a saída da mina

4.3.3 Otimização da cava e sequenciamento da lavra

Após calcular o valor econômico de cada bloco com a função benefício foi feita a otimização da cava através do software *NPV Scheduler*. Este software utiliza o método de Lerchs-Grossmann para o cálculo da cava ótima e para o sequenciamento da lavra.

TABELA 7- Parâmetros para definição da cava ótima

Parâmetro	Valor
Taxa anual de desconto [%]	12
Taxa de produção de minério [Mt/ano]	9
Parâmetro a ser otimizado	Fluxo de Caixa
Ângulo global de talude [°]	40

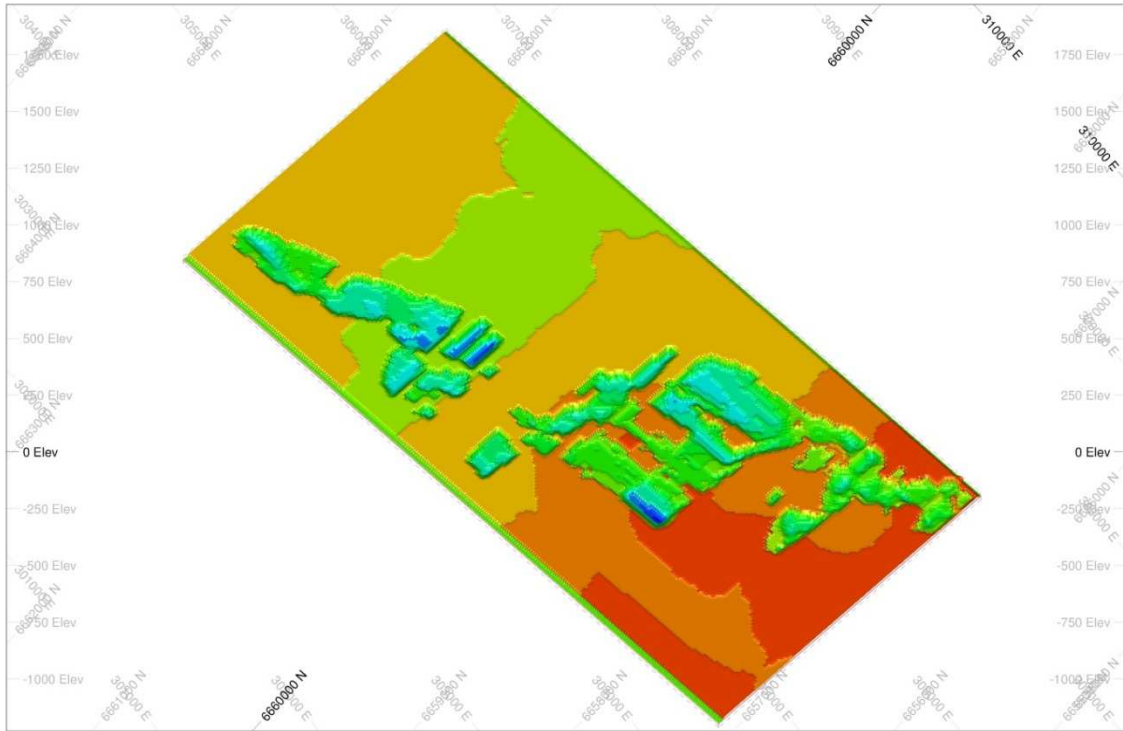


FIGURA 40 – Cava final gerada pelo NPV Scheduler

TABELA 8 - Parâmetros para o sequenciamento da lavra

Parâmetro	Alvo	Mínimo	Máximo
Taxa de produção de minério [Mt/ano]	9	-	-
Relação Estéril Minério	0.8	0.7	0.9
Teor de Níquel [%]	0.48	0.46	0.50
Distância Média de Transporte [m]	1563	1463	1663
Diâmetro mínimo de fundo de cava [m]	50	-	-

O tempo de vida da mina com base na produção de 9 milhões de toneladas de minério por ano ficou em 17 anos.

TABELA 9 - Dados obtidos com o sequenciamento da lavra

Ano	Minério extraído [t]	Estéril Movimentado [t]	Níquel Produzido [t]	Relação Estéril Minério	% de Ni	DMT [m]
1	9,004,580	9,666,578	50,915	1.07	0.57	1,658
2	8,996,737	9,070,711	48,642	1.01	0.54	1,675
3	9,003,318	9,339,990	53,740	1.04	0.60	1,853
4	8,998,256	6,008,087	41,051	0.67	0.46	1,867
5	9,002,138	6,038,738	45,301	0.67	0.50	1,741
6	8,996,991	6,127,241	48,474	0.68	0.54	1,526
7	9,004,584	6,514,626	39,929	0.72	0.44	1,473
8	8,996,484	4,770,339	43,662	0.53	0.49	2,217
9	8,998,256	7,432,351	41,857	0.83	0.47	1,409
10	9,001,631	8,743,587	38,351	0.97	0.43	1,542
11	9,001,800	5,786,501	38,699	0.64	0.43	1,496
12	8,998,847	7,609,891	43,190	0.85	0.48	1,243
13	8,997,075	6,964,737	37,903	0.77	0.42	1,585
14	9,000,450	7,578,347	36,961	0.84	0.41	1,480
15	9,002,897	8,722,329	39,408	0.97	0.44	1,173
16	9,004,247	5,976,472	37,603	0.66	0.42	1,151
17	6,102,169	3,978,362	27,796	0.65	0.46	1,557
Total/Média	150,110,460	120,328,886	713,482	0.80	0.48	1,563

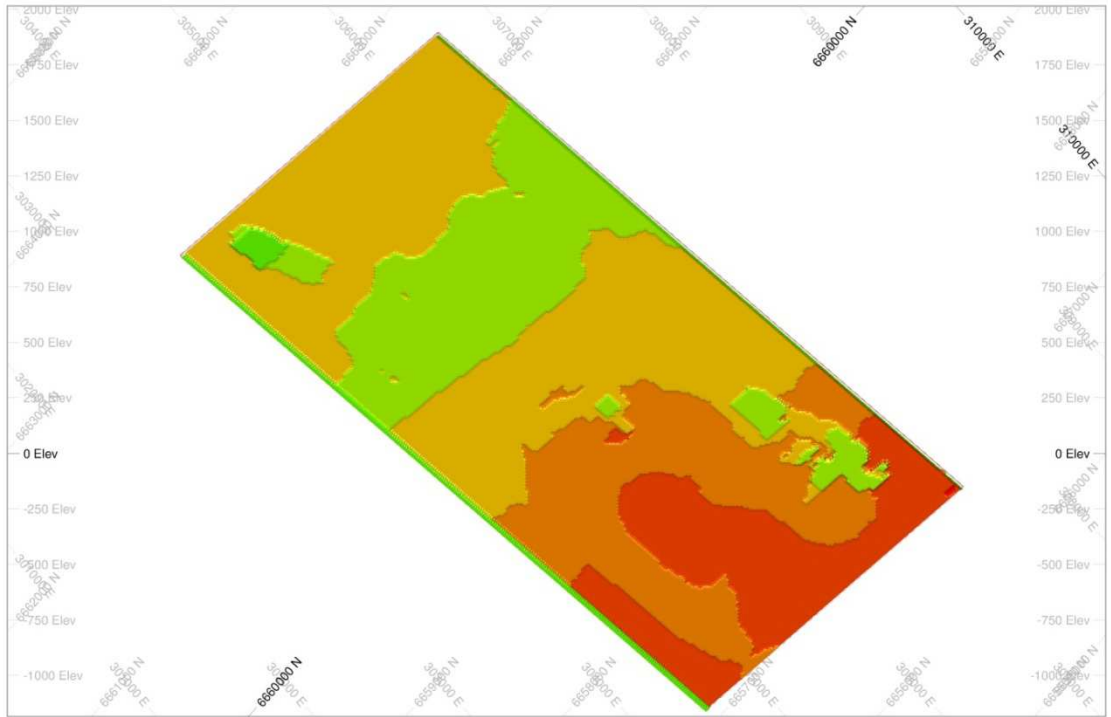


FIGURA 41 – Estado da cava no final do 1º ano com 9,004,580 t de minério extraídas

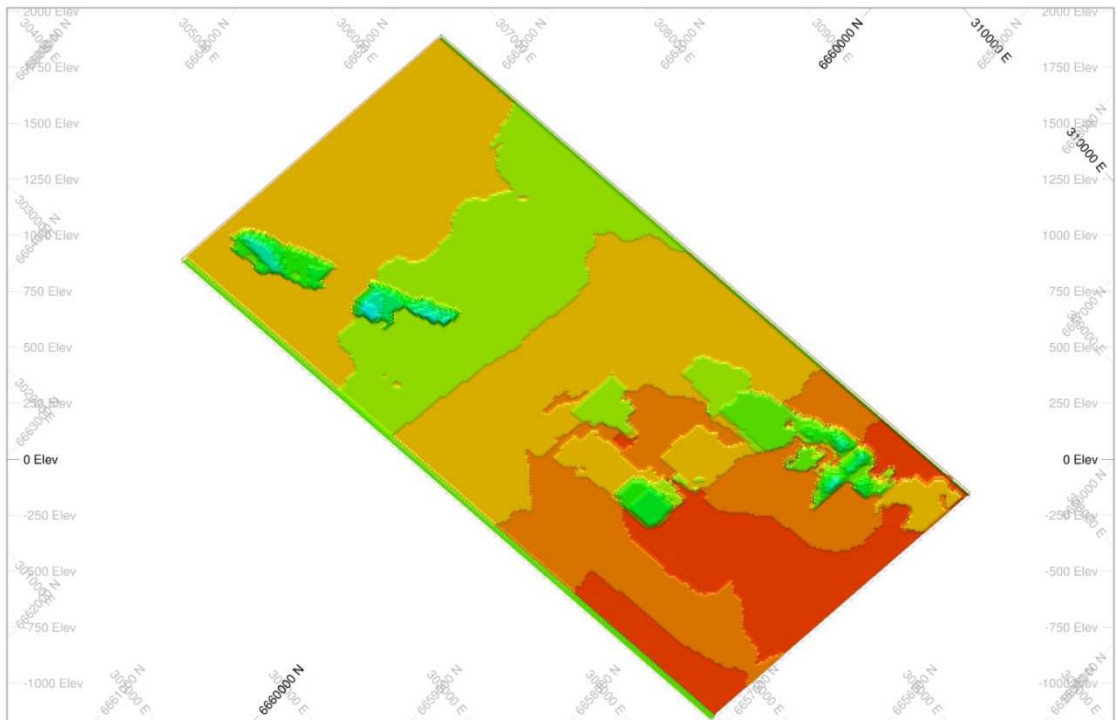


FIGURA 42 – Estado da cava no final do 5º ano com 45,005,029 t de minério extraídas

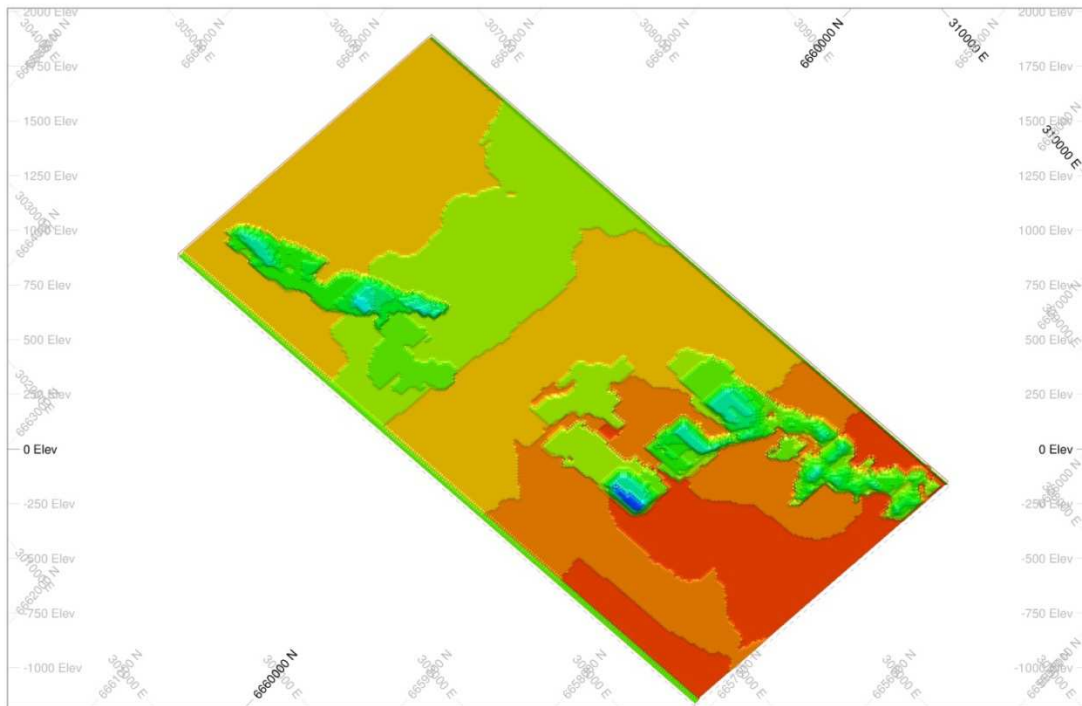


FIGURA 43 – Estado da cava no final do 9º ano com 81,001,344 t de minério extraídas

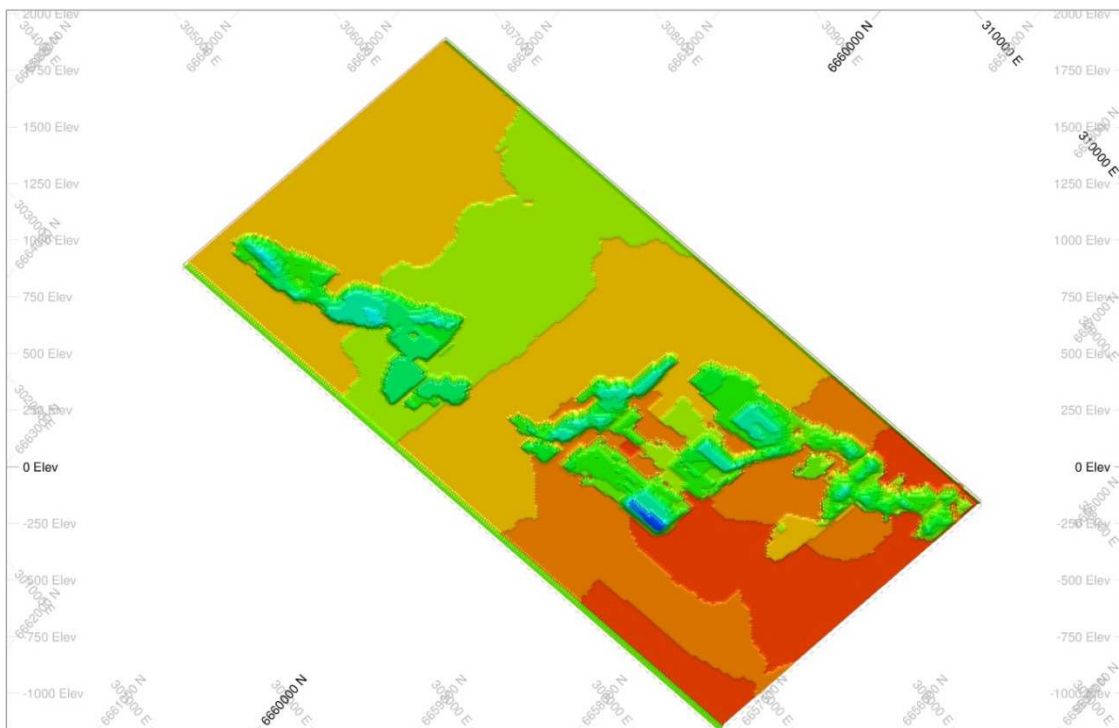


FIGURA 44 – Estado da cava no final do 13º ano com 117,000,697 t de minério extraídas



FIGURA 45 – Estado da cava no final do 17º e último ano de vida da mina com um total de 150,110,460 t de minério extraídas

4.3.4 Operacionalização da cava final

A cava foi otimizada seguindo os parâmetros da TABELA 10.

TABELA 10 - Parâmetros para a operacionalização da cava final

Parâmetro	Valor
Altura de bancada [m]	10
Largura de berma [m]	5
Ângulo de talude [°]	55
Ângulo global [°]	40
Largura de rampa [m]	20
Inclinação da rampa [°]	10

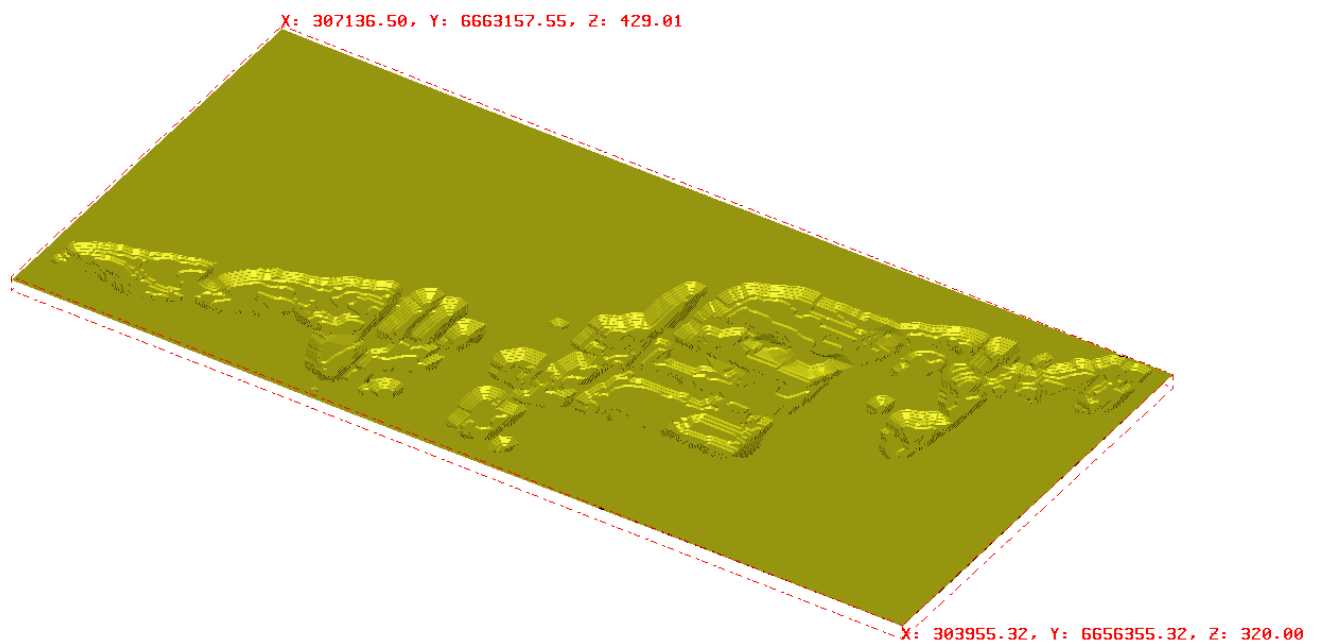


FIGURA 46 – Cava operacional feita com base na cava ótima

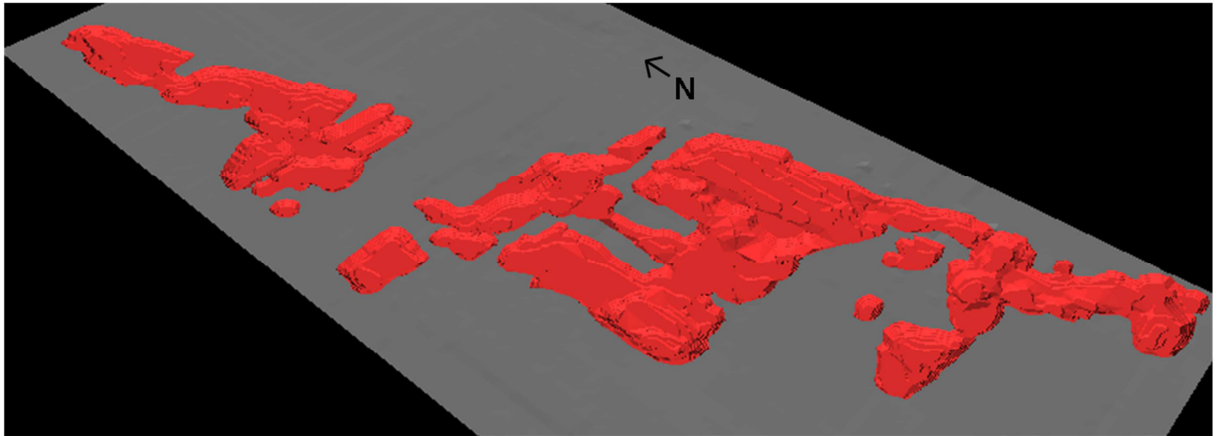


Figura 47 – Cava operacional

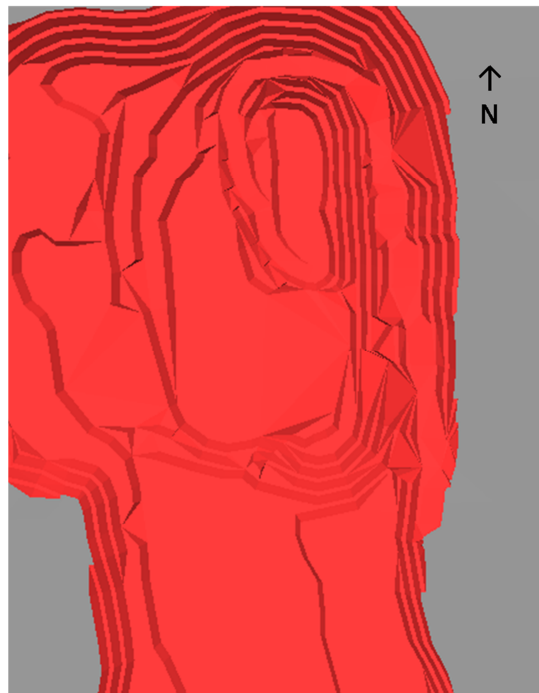


Figura 48 – Detalhe de uma das rampas de acesso

4.4 Dimensionamento dos equipamentos de lavra

Os equipamentos foram dimensionados com base na produção do primeiro ano de vida da mina, visto que esse é o ano em que se tem uma extração de estéril e minério ligeiramente maior que os demais anos. No que diz respeito a DMT, também foi utilizada a do primeiro ano porque ela não varia muito. A exceção é o ano 8, onde a DMT aumenta consideravelmente, sendo cogitada a possibilidade de aluguel de equipamentos.

O trabalho na lavra será feito em 3 turnos de 8 horas em dias de semana, o que dá um total de 260 dias trabalhados por ano. Por tratar-se de uma argila, não haverá desmonte por explosivos, apenas a escavação.

TABELA 11 - Dados do primeiro ano de produção, que foi utilizado para o dimensionamento dos equipamentos

Material	Produção [t/ano]	Produção [t/h]	Produção [m ³ /h]
Minério	9,004,580	1,443	799
Estéril	9,666,578	1,549	1,148
Estéril + Minério	18,671,158	2,992	1,946

4.4.1 Equipamento de carregamento

O equipamento de escavação foi dimensionado através da Equação 2, descrita a seguir, para a produção de estéril e de minério.

$$V_c = \frac{Q}{C \times S \times A \times B_f \times P} \quad [2]$$

TABELA 12 - Dados do dimensionamento do equipamento de carregamento

Q = Produção horária [m ³]	1946
C = Número de ciclos por hora para um giro de 90°	133
S = Fator de giro para ângulos diferentes de 90°	1
A = Disponibilidade Mecânica	0.9
O = Disponibilidade Operacional	0.9
F = Fator de enchimento	0.85
E = Fator de empolamento	1.3
Bf = F/E, Fator de Concha	0.65
P = Fator de deslocamento	0.9
Vc = Volume Total de Concha [m³]	30.70

Optou-se por fazer o uso de 6 escavadeiras com capacidade de concha de 5.12 m³ cada. O modelo escolhido foi a Caterpillar Front Shovel 5080.


MODEL		
	5080	
Sourcing	U.S.	
Flywheel Horsepower	319 kW	428 hp
Operating Weight*	83 800 kg	184,600 lb
Bucket Capacity Range (heaped)	5.2 m³	6.8 yd ³
Engine Model	3406C ATAAC	
Rated Engine RPM	1800	
No. of Cylinders	6	
Bore	137 mm	5.4"
Stroke	165 mm	6.5"
Displacement	14.6 L	891 in ³
Max. Hydraulic Pump Output at Rated RPM: Implement	2 × 430 L/min	2 × 114 gpm
Swing	1 × 340 L/min	1 × 90 gpm

FIGURA 49 – Especificações da Caterpillar Front Shovel 5080

CYCLE TIME ESTIMATING CHART				
CYCLE TIME (Min)	MACHINE AND BUCKET			CYCLE TIME (Sec)
	5080 FS	5130B FS	5230 FS	
				10
0.25				15
0.30				20
0.35				25
0.40				30
0.45				35
0.50				40
0.60				45
0.75				50
				55
1.00				60

CYCLE TIME vs JOB CONDITION DESCRIPTION	
Fastest Possible	Good job set-up, tight swing. Excellent operator. Well fragmented material.
Fastest Practical	Typical job conditions. Good operator. 60°–90° swing.
Typical Range	Oversized Material. Undesirable set-up. 90°–120° swing.
Slow	Poorly shot material. Bad floor conditions. New operator. 120°–180° swing.

FIGURA 50 – Valores utilizados para o tempo de ciclo

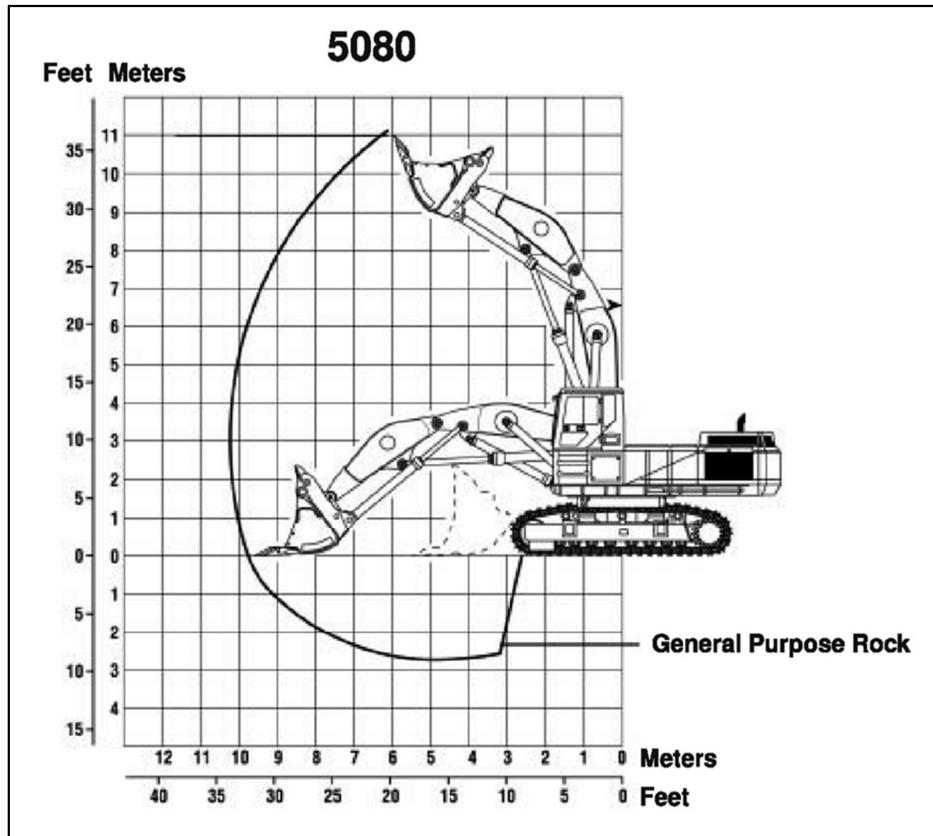


FIGURA 51 – Dimensões e alcance da FS 5080

4.4.2 Equipamento de transporte

Devido à baixa densidade do material escavado (estéril e minério), o dimensionamento dos equipamentos de transporte foi feito com base no volume. Foi arbitrado que em 5 passes a escavadeira encheria a caçamba do caminhão, totalizando um volume de 26 m³.

O modelo escolhido foi o Caterpillar 771D, que possui capacidade de 27,5 m³ de volume e 40,67 t carga.




	 769D		 769D		 771D	
MODEL	Flat Floor		Dual Slope		Quarry	
Body Type						
Gross Vehicle Weight	68 180 kg	150,000 lb	68 180 kg	150,000 lb	73 970 kg	163,100 lb
Chassis Weight*	22 950 kg	50,600 lb	22 950 kg	50,600 lb	22 950 kg	50,600 lb
Body Weight	7800 kg	17,200 lb	7330 kg	16,170 lb	10 350 kg	22,820 lb
Maximum Payload**	37 430 kg	82,530 lb	37 900 kg	83,570 lb	40 670 kg	89,680 lb
Standard Liner Weight	3300 kg	7280 lb	3160 kg	6970 lb	—	—
Payload with Standard Liner	34 130 kg	75,250 lb	34 740 kg	76,600 lb	—	—
Capacity:						
Struck (SAE)	16.5 m ³	21.6 yd³	17 m ³	22.2 yd³	20.2 m ³	26.4 yd³
Heaped (2:1) (SAE)	24.2 m ³	31.7 yd³	24.2 m ³	31.7 yd³	27.5 m³	36 yd³
Distribution Empty:						
Front	49.7%		49.8%		46.3%	
Rear	50.3%		50.2%		53.7%	
Distribution Loaded:						
Front	33.2%		33.3%		32.9%	
Rear	66.8%		66.7%		67.1%	
Engine Model	3408ETA		3408ETA		3408ETA	
Number of Cylinders	8		8		8	
Bore	137 mm	5.4"	137 mm	5.4"	137 mm	5.4"
Stroke	152 mm	6"	152 mm	6"	152 mm	6"
Displacement	18 L	1099 in³	18 L	1099 in³	18 L	1099 in³
Flywheel Power	362 kW	485 hp	362 kW	485 hp	362 kW	485 hp
Gross Power	380 kW	510 hp	380 kW	510 hp	380 kW	510 hp
Standard Tires	18.00R33 (E-4)		18.00R33 (E-4)		18.00R33 (E-4)	
Machine Clearance Turning Circle	19.8 m	65'0"	19.8 m	65'0"	19.8 m	65'0"
Fuel Tank Refill Capacity	530 L	140 U.S. gal	530 L	140 U.S. gal	530 L	140 U.S. gal
Top Speed (Loaded)	75 km/h	47 mph	75 km/h	47 mph	56 km/h	35 mph
GENERAL DIMENSIONS						
(Empty):						
Height to Canopy Rock Guard Rail	4.00 m	13'1"	4.00 m	13'1"	3.80 m	12'6"
Wheelbase	3.70 m	12'2"	3.70 m	12'2"	3.70 m	12'2"
Overall Length	7.60 m	25'0"	7.40 m	24'5"	7.60 m	25'0"
Loading Height (Empty)	3.20 m	10'6"	3.10 m	10'4"	3.40 m	11'2"
Height at Full Dump	7.80 m	25'7"	7.70 m	25'4"	7.70 m	25'3"
Body Length (Target Length)	5.40 m	17'10"	5.24 m	17'2"	5.41 m	17'9"
Width (Operating)	5.01 m	16'5"	5.01 m	16'5"	5.01 m	16'5"
Width (Shipping)***	3.99 m	13'1"	3.91 m	12'10"	3.99 m	13'1"
Front Tire Tread	3.10 m	10'2"	3.10 m	10'2"	3.10 m	10'2"

FIGURA 52 – Especificações do Caterpillar 771D

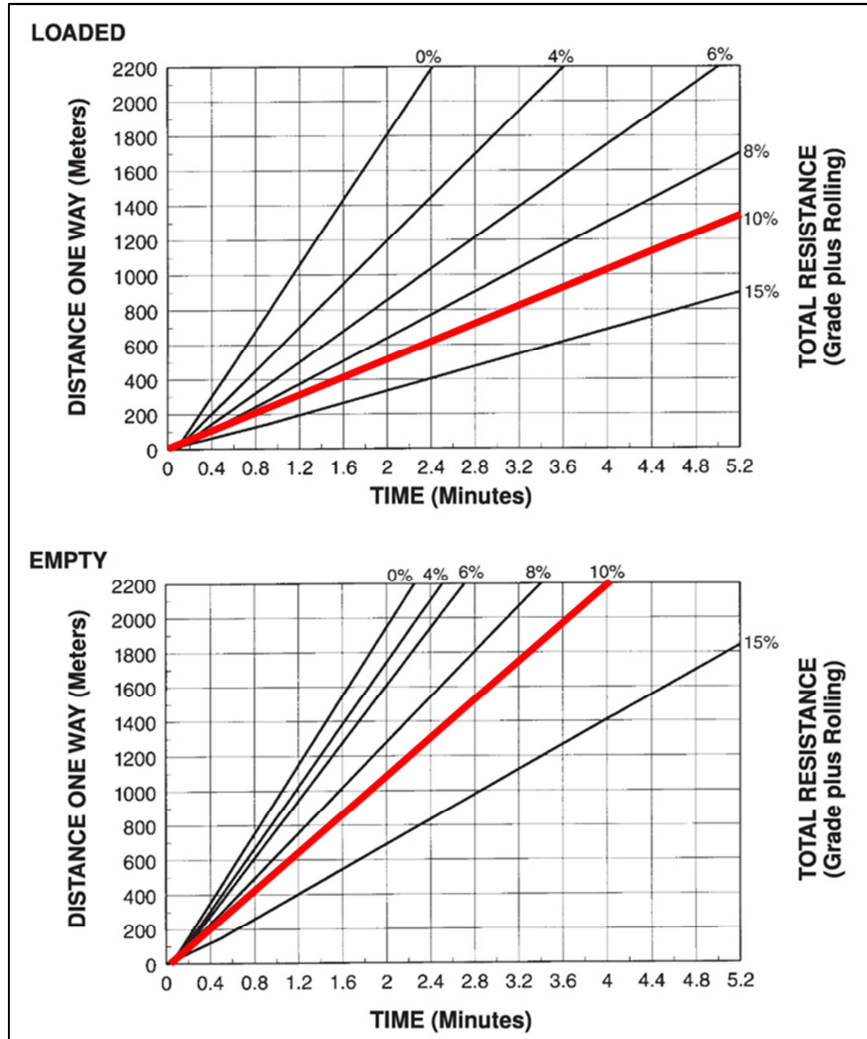


FIGURA 53 – Gráficos de Distância x Tempo para valores usuais de resistência total (inclinação + resistência ao rolamento) do Caterpillar 771D

TABELA 13 - Dados do dimensionamento do número de caminhões

Inclinação da rampa [°]	10
DMT [m]	1,658
T Manobra e Posicionamento [min]	0.2
T Carregamento [min]	2.25
T Transporte Carregado [min]	6.64
T Manobra e Basculamento [min]	0.2
T Retorno Vazio [min]	3.32
Tempo de Ciclo caminhão [min]	12.61
Ciclos/h	4.758
Produção por caminhão [m ³ /h]	123.71
Produção por escavadeira [m ³]	324.33
Número calculado de caminhões por escavadeira	2.62
Número real de caminhões por escavadeira	3
Número de escavadeiras	6
Número total de caminhões	18

5 BENEFICIAMENTO

Os minerais nem sempre se apresentam na natureza na forma em que serão consumidos pela indústria, quer seja por suas granulometrias quer por estarem associados a outros minerais, que não tem interesse ou são indesejáveis para o processo industrial a que se destinam. É exatamente para a adequação dos minerais aos processos industriais que se utiliza o beneficiamento dos minérios.

A usina contará com circuito de britagem, moagem e rota hidrometalúrgica. A capacidade anual da planta de beneficiamento será de 9 milhões de toneladas, sendo trabalhados 350 dias do ano, resultando em uma produção horária de 1070 toneladas, com teor médio de níquel de 0,48%.

5.1 Circuito de Cominuição

O material proveniente da mina é estocado em uma pilha pulmão que alimentará o circuito de britagem. Este por sua vez é formado por dois britadores de rolo duplo, com diâmetro do rotor de 725 mm e largura do rotor de 1830 mm, cada equipamento é capaz de processar 535 t/h de ROM. O produto da britagem é de 50 mm de diâmetro.

Após sair da britagem o minério é lavado por um conjunto de *log washers* de dupla espiral, o material segue para o circuito de moagem.

A primeira etapa de moagem é realizada por um moinho de barras com capacidade de 963 t/h. As dimensões do mesmo são: diâmetro interno nominal de 4,11 m, diâmetro interno ao revestimento de 3,92 m e comprimento nominal de 5,79 m. O volume de carga adotado foi de 35%. O resultado da moagem é um material com granulometria de 5 mm (P80).

O material segue para a segunda etapa de moagem, onde passará por 2 moinhos de bolas com as seguintes dimensões: diâmetro nominal interno de 5,49 m, diâmetro interior ao revestimento de 5,18 m e largura nominal de 7,77 m. O produto que sai do moinho possui diâmetro de 0,2 mm (P80).

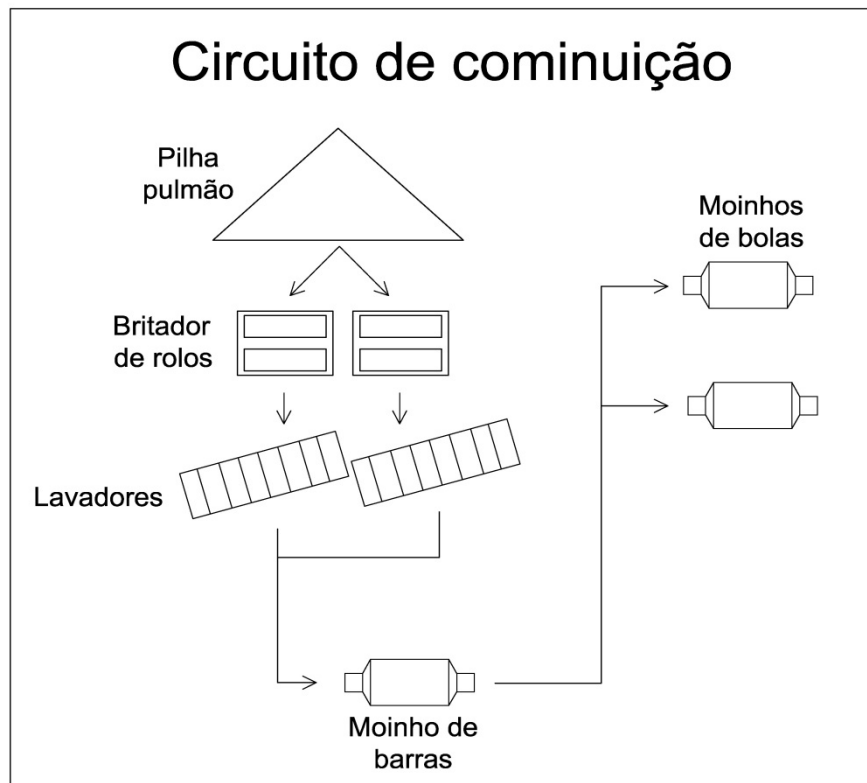


FIGURA 54 - Circuito de cominuição

5.2 Rota Hidrometalúrgica

O aproveitamento de níquel laterítico através de rotas hidrometalúrgicas de lixiviação ácida sob pressão (*pressure acid leaching - PAL*) foi desenvolvido no final da década de 50 e, primeiramente, aplicado na planta de Moa Bay, Cuba, que permaneceu por muitos anos como a única operação a utilizar esta rota de processo. A tecnologia foi retomada no final da década de 90 com a implementação de três operações na Austrália.

O minério é alimentado na planta e segue para a lixiviação ácida em autoclaves sob alta temperatura e pressão. O ácido sulfúrico dissolve o Ni e Co em conjunto com uma série de outros metais.

Na neutralização primária, a adição de calcário à temperatura e pressão ambientes aumenta o pH da solução, precipitando o Fe, Al e Cr através de decantação em contracorrente. É feita uma neutralização secundária, com cal, para a remoção de Fe residual e Cu e correção de pH, os rejeitos são enviados a barragem.

A solução clarificada da neutralização primária segue para a precipitação de um produto intermediário em duas rotas distintas, compostos por hidróxidos (*mixed hydroxide product — MHP*) ou sulfetos (*mixed sulphate product – MSP*).

Em uma das rotas é adicionado magnésia, levando a precipitação de um hidróxido misto de Ni e Co, ainda impuro, com cerca de 50% de Ni (MHP). Este produto intermediário

pode ser comercializado, não havendo necessidade de se construir as instalações para refino nesta hipótese. O hidróxido misto é relixiviado em amônia, que é seletiva em relação ao Ni e Co. A solução resultante segue para a extração por solventes. O produto desta rota segue para eletrólise para obtenção de cátodos de Ni, Co e Cu metálicos.

Na segunda rota, o agente precipitante é o H_2S e produto intermediário é um sulfeto misto de Ni e Co (MSP), que possui valor econômico também. Este sulfeto é oxidado em uma segunda bateria de autoclaves menores, obtendo-se sulfatos de Ni e Co. Separa-se os sulfatos de Ni e Co por solventes. Estes sulfatos são reduzidos em presença de H_2S e amônia, levando a precipitação de Ni e Co metálicos em um terceiro conjunto de autoclaves. A amônia é recuperada sob a forma de sulfato de amônia, um subproduto.

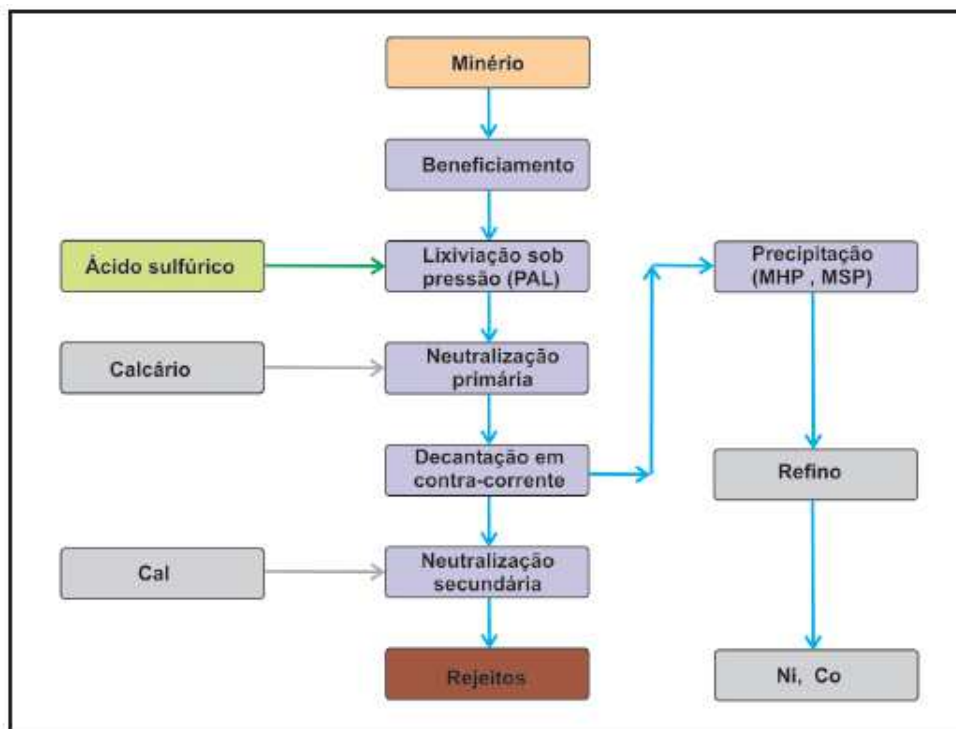


FIGURA 55 - Fluxograma planta de beneficiamento

5.3 Controle do processo

O controle de processo será feito a cada hora, ou à medida que se achar necessário, a depender da variabilidade dos teores.

Dá-se preferência por amostradores automáticos, comandados à distância da sala de comando.

Os incrementos para a amostragem serão retirados da alimentação da usina, na saída do moinho de bolas, na saída da autoclave e nos tanques decantação.

6 AVALIAÇÃO ECONÔMICA

6.1 Investimento

O valor do investimento inicial do projeto foi gerado através do programa MAFMO, que utiliza modelos matemáticos desenvolvidos por T. Alan O'Hara para a estimativa econômica do empreendimento mineiro.

O programa utiliza valores com base no dólar de 1986. Os resultados foram devidamente atualizados para o ano de 2011.

Os dados de entrada que alimentaram o software para o cálculo do investimento são mostrados na tabela abaixo.

TABELA 14 - Dados de entrada utilizados no programa MAFMO

Dados	
Produção de minério (lavra) (t/dia)	34615
Produção de minério+estéril (lavra) (t/dia)	61200
Minério (beneficiamento) (t/dia)	25714
Massa concentrado(beneficiamento) (t/dia)	88
<i>Net Smelter Return (%)</i>	65
Preço de venda Ni (US\$/t)	10903
Funcionários	350

Com base nos valores da TABELA 14 obtivemos os custos capitais da planta de beneficiamento (TABELA 15), custos capitais referentes à lavra (TABELA 16) e custos em infraestrutura (TABELA 17).

TABELA 15 - Custo capitais da planta de beneficiamento

Custos de investimento Planta de Beneficiamento	M	M
	US\$86	US\$11
Preparação do terreno e fundações	17,77	36,18
Instalação de britagem	5,60	11,40
Instalação de moagem	15,52	31,60
Unidade de concentração	4,85	9,87
Espessamento e filtragem	3,75	7,64
Estocagem do concentrado	0,23	0,47
Bacias de decantação	2,00	4,07
Energia Elétrica	7,00	14,25
Captação de água	10,39	21,15
Custos de estudo e pré-produção	13,90	28,30
Total	81,01	164,94

TABELA 16 - Custos capitais mina a céu aberto

Custos de investimento Mina a Céu Aberto	M US\$86	M US\$11
Preparação do terreno	0,77	1,57
Descobertura	0,12	0,24
Equipamentos	12,46	25,37
Instalações de manutenção	6,25	12,73
Custos de estudo e pré-produção	4,10	8,35
Total	23,70	48,25

TABELA 17 - Custos capitais em infraestrutura

Custos de investimento em Infraestrutura	M US\$86	M US\$11
Serviços auxiliares	1,29	2,63
Estradas e pontes	0,39	0,79
Alojamento dos funcionários	10,50	21,38
Total	12,18	24,80

O somatório dos custos e do capital de giro nos dará o custo total necessário para a abertura da mina, como podemos ver na TABELA 18.

TABELA 18 - Custos totais de investimento

Custo de Investimento do Projeto	M US\$86	M US\$11
Mina a céu aberto	23,70	48,25
Usina de tratamento	81,08	165,08
Infraestrutura	12,17	24,78
Capital de giro	17,54	35,71
Total	134,49	273,82

6.2 Fluxos de Caixa

Foram gerados quatro cenários distintos, variando a presença de empréstimo e/ou isenção fiscal. Para o cálculo dos fluxos de caixa, utilizamos os seguintes parâmetros.

- Taxa de atualização: 12%
- Depreciação: 20%
- Imposto: 40%
- Empréstimo: 50%
- Juros empréstimo: 6%

- Tempo de reembolso: 8 anos
- Carência empréstimo: 2 anos

Em todos os fluxos de caixa foi utilizada a taxa de atualização de 12%, os parâmetros restantes, são indicados quando presentes.

6.2.1 Fluxo de Caixa sem imposto e sem empréstimo

Num primeiro momento foi calculado o fluxo de caixa sem empréstimo e com isenção fiscal. Obtivemos uma TIR (taxa interna de retorno) de 33% e um NPV (*Net Present Value*) de 263 milhões de dólares.

TABELA 19 - Fluxo de caixa sem imposto e sem empréstimo

Ano	Produção Minério (t)	Receita \$	Investimento (\$)	Cash-Flow (\$)	Som. Cash Flows (\$)	Cash-Flow Atualizado (\$)	Som. Cash-Flow Atualizado (\$)
0	0	0	0	0	0	0	0
1	0	0	273.842.000	-273.842.000	-273.842.000	-244.501.786	-244.501.786
2	9.004.580	104.920.858	0	104.920.858	-168.921.142	83.642.266	-160.859.520
3	8.996.737	95.025.898	0	95.025.898	-73.895.244	67.637.557	-93.221.963
4	9.003.318	118.298.659	0	118.298.659	44.403.415	75.180.936	-18.041.026
5	8.998.256	64.132.655	0	64.132.655	108.536.070	36.390.591	18.349.564
6	9.002.138	85.653.619	0	85.653.619	194.189.689	43.394.789	61.744.353
7	8.996.991	102.353.573	0	102.353.573	296.543.262	46.299.558	108.043.912
8	9.004.584	58.021.476	0	58.021.476	354.564.738	23.433.901	131.477.813
9	8.996.484	78.453.673	0	78.453.673	433.018.411	28.291.181	159.768.994
10	8.998.256	65.569.832	0	65.569.832	498.588.243	21.111.731	180.880.725
11	9.001.631	45.476.723	0	45.476.723	544.064.966	13.073.471	193.954.196
12	9.001.800	54.305.582	0	54.305.582	598.370.548	13.938.890	207.893.086
13	8.998.847	72.850.746	0	72.850.746	671.221.294	16.695.511	224.588.597
14	8.997.075	47.897.368	0	47.897.368	719.118.662	9.800.750	234.389.347
15	9.000.450	42.511.100	0	42.511.100	761.629.762	7.766.619	242.155.967
16	9.002.897	50.816.548	0	50.816.548	812.446.310	8.289.280	250.445.246
17	9.004.247	48.984.834	0	48.984.834	861.431.144	7.134.364	257.579.610
18	6.102.169	43.912.299	0	43.912.299	905.343.443	5.710.337	263.289.948

O *payback* neste contexto foi de 5 anos, como podemos ver no gráfico a seguir.

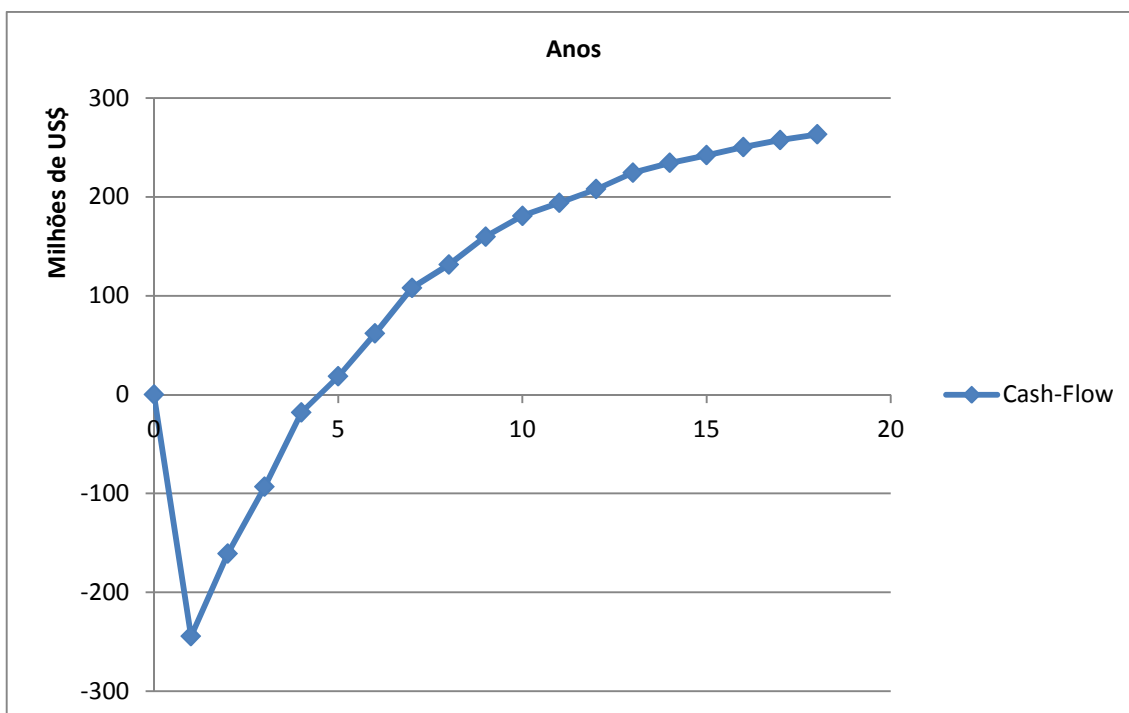


FIGURA 56 - NPV sem imposto e sem empréstimo

6.2.2 Fluxo de Caixa sem imposto e com empréstimo

Num segundo momento foi simulada a seguinte situação, fluxo de caixa com empréstimo e isenção fiscal. Empréstimo de 50% do valor do investimento, carência de 2 anos, juros de 6% e tempo de reembolso de 8 anos. O resultado foi um NPV de aproximadamente 297 milhões de dólares e uma TIR de 64%.

TABELA 20 - Fluxo de caixa sem imposto e com empréstimo

Ano	Produção Minério (t)	Receita \$	Investimento (\$)	Empréstimo (\$)	Principal dívida (\$)	Reembolso (\$)	Juros (\$)	Cash-Flow (\$)	Som. Cash Flows (\$)	Cash-Flow Atualizado (\$)	Som. Cash-Flow Atualizado (\$)
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1	0	0	273.842.000	136.921.000	136.921.000	0	0	-136.921.000	-136.921.000	-122.250.893	-122.250.893
2	9.004.580	104.920.858	0	0	145.136.260	0	0	104.920.858	-32.000.142	83.642.266	-38.608.627
3	8.996.737	95.025.898	0	0	153.844.436	0	0	95.025.898	63.025.756	67.637.557	29.028.930
4	9.003.318	118.298.659	0	0	134.613.881	19.230.554	9.230.666	89.837.438	152.863.194	57.093.316	86.122.246
5	8.998.256	64.132.655	0	0	115.383.327	19.230.554	8.076.833	36.825.268	189.688.462	20.895.646	107.017.892
6	9.002.138	85.653.619	0	0	96.152.772	19.230.554	6.923.000	59.500.065	249.188.527	30.144.585	137.162.477
7	8.996.991	102.353.573	0	0	76.922.218	19.230.554	5.769.166	77.353.852	326.542.379	34.990.954	172.153.431
8	9.004.584	58.021.476	0	0	57.691.663	19.230.554	4.615.333	34.175.588	360.717.968	13.802.947	185.956.378
9	8.996.484	78.453.673	0	0	38.461.109	19.230.554	3.461.500	55.761.619	416.479.586	20.108.199	206.064.577
10	8.998.256	65.569.832	0	0	19.230.554	19.230.554	2.307.667	44.031.611	460.511.198	14.177.000	220.241.577
11	9.001.631	45.476.723	0	0	0	19.230.554	1.153.833	25.092.335	485.603.533	7.213.447	227.455.024
12	9.001.800	54.305.582	0	0	0	0	0	54.305.582	539.909.115	13.938.890	241.393.914
13	8.998.847	72.850.746	0	0	0	0	0	72.850.746	612.759.861	16.695.511	258.089.425
14	8.997.075	47.897.368	0	0	0	0	0	47.897.368	660.657.229	9.800.750	267.890.175
15	9.000.450	42.511.100	0	0	0	0	0	42.511.100	703.168.329	7.766.619	275.656.794
16	9.002.897	50.816.548	0	0	0	0	0	50.816.548	753.984.877	8.289.280	283.946.074
17	9.004.247	48.984.834	0	0	0	0	0	48.984.834	802.969.711	7.134.364	291.080.438
18	6.102.169	43.912.299	0	0	0	0	0	43.912.299	846.882.010	5.710.337	296.790.775

O *payback* nesta hipótese foi de 3 anos, como podemos ver no gráfico a seguir.

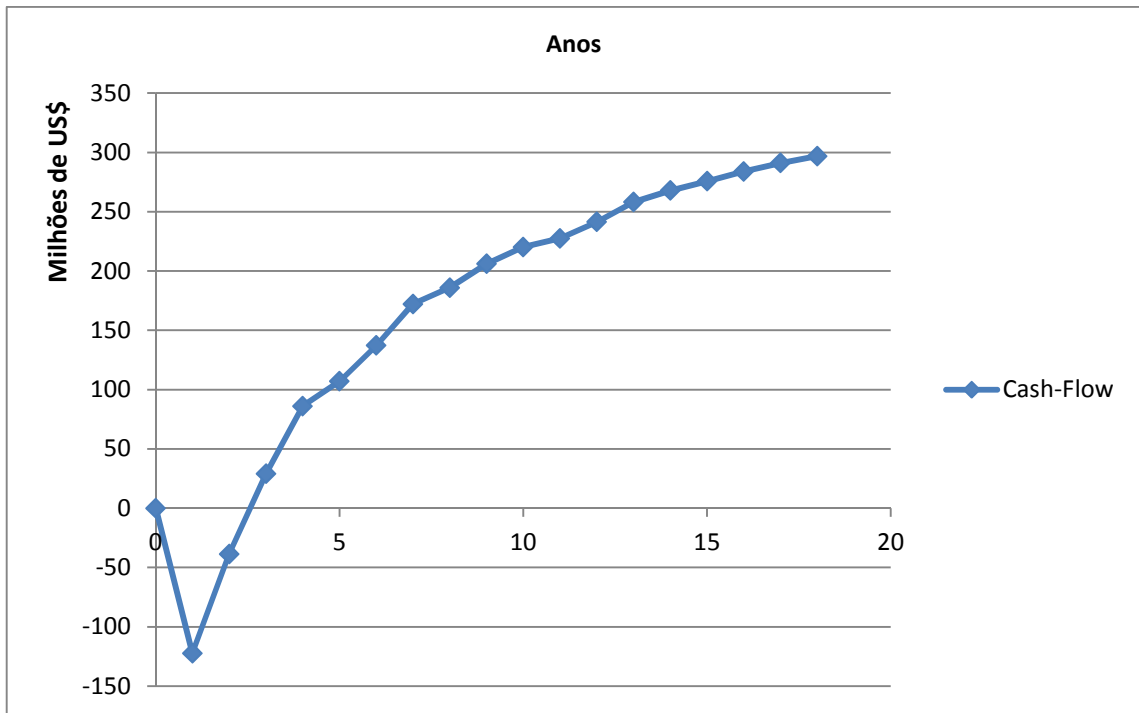


FIGURA 57 - NPV sem imposto e com empréstimo

6.2.3 Fluxo de caixa com imposto e sem empréstimo

Neste cenário, com imposto e sem empréstimo, foi utilizada uma depreciação de 20%, imposto de 40%. Foi obtido um NPV de aproximadamente 131 milhões e uma taxa interna de retorno de 24%.

TABELA 21 - Fluxo de caixa com imposto e sem empréstimo

Ano	Produção Minério (t)	Receita \$	Investimento (\$)	Depreciação (\$)	Receita Tributável (\$)	Imposto (\$)	Cash-Flow (\$)	Som. Cash Flows (\$)	Cash-Flow Atualizado (\$)	Som. Cash-Flow Atualizado (\$)
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1	0	0	273.842.000	0	0	0	-273.842.000	-273.842.000	-244.501.786	-244.501.786
2	9.004.580	104.920.858	0	54.768.400	50.152.458	20.060.983	84.859.875	-188.982.125	67.649.773	-176.852.013
3	8.996.737	95.025.898	0	54.768.400	40.257.498	16.102.999	78.922.899	-110.059.226	56.175.760	-120.676.253
4	9.003.318	118.298.659	0	54.768.400	63.530.259	25.412.104	92.886.555	-17.172.671	59.031.085	-61.645.167
5	8.998.256	64.132.655	0	54.768.400	9.364.255	3.745.702	60.386.953	43.214.282	34.265.179	-27.379.989
6	9.002.138	85.653.619	0	54.768.400	30.885.219	12.354.088	73.299.531	116.513.813	37.135.824	9.755.835
7	8.996.991	102.353.573	0	0	102.353.573	40.941.429	61.412.144	177.925.957	27.779.735	37.535.570
8	9.004.584	58.021.476	0	0	58.021.476	23.208.590	34.812.886	212.738.843	14.060.341	51.595.911
9	8.996.484	78.453.673	0	0	78.453.673	31.381.469	47.072.204	259.811.047	16.974.709	68.570.619
10	8.998.256	65.569.832	0	0	65.569.832	26.227.933	39.341.899	299.152.946	12.667.039	81.237.658
11	9.001.631	45.476.723	0	0	45.476.723	18.190.689	27.286.034	326.438.980	7.844.083	89.081.741
12	9.001.800	54.305.582	0	0	54.305.582	21.722.233	32.583.349	359.022.329	8.363.334	97.445.075
13	8.998.847	72.850.746	0	0	72.850.746	29.140.298	43.710.448	402.732.776	10.017.306	107.462.381
14	8.997.075	47.897.368	0	0	47.897.368	19.158.947	28.738.421	431.471.197	5.880.450	113.342.832
15	9.000.450	42.511.100	0	0	42.511.100	17.004.440	25.506.660	456.977.857	4.659.971	118.002.803
16	9.002.897	50.816.548	0	0	50.816.548	20.326.619	30.489.929	487.467.786	4.973.568	122.976.371
17	9.004.247	48.984.834	0	0	48.984.834	19.593.934	29.390.900	516.858.686	4.280.618	127.256.989
18	6.102.169	43.912.299	0	0	43.912.299	17.564.920	26.347.379	543.206.066	3.426.202	130.683.192

O *payback* neste contexto foi de 6 anos, como podemos ver no gráfico adiante .

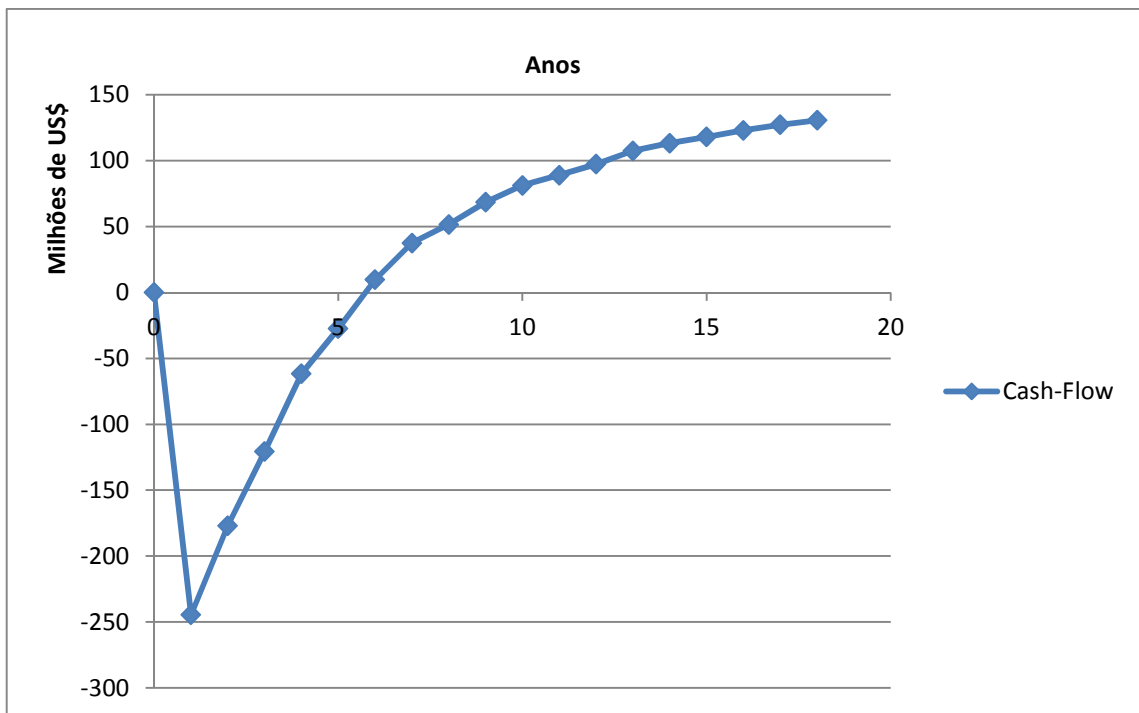


FIGURA 58 - Gráfico NPV com imposto e sem empréstimo

6.2.4 Fluxo de caixa com imposto e com empréstimo

Para finalizar foi gerado um fluxo de caixa com imposto e com empréstimo. Foram utilizados os seguintes parâmetros: depreciação de 20%, imposto de 40%, empréstimo de 50% do valor do investimento inicial, juros de 6%, tempo de reembolso de 8 anos e carência de 2 anos. Neste caso, o resultado foi uma TIR de 48% e um NPV de 172,5 milhões de dólares.

TABELA 22 - Fluxo e caixa com imposto e sem empréstimo

Ano	Produção Minério (t)	Receita \$	Investimento (\$)	Depreciação (\$)	Empréstimo (\$)	Principal dívida (\$)	Reembolso (\$)	Juros (\$)	Receita Tributável (\$)	Imposto (\$)	Cash-Flow (\$)	Som. Cash Flows (\$)	Cash-Flow Atualizado (\$)	Som. Cash-Flow Atualizado (\$)
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1	0	0	273.842.000	0	136.921.000	136.921.000	0	0	0	0	-136.921.000	-136.921.000	-122.250.893	-122.250.893
2	9.004.580	104.920.858	0	54.768.400	0	145.136.260	0	0	50.152.458	20.060.983	84.859.875	-52.061.125	67.649.773	-54.601.120
3	8.996.737	95.025.898	0	54.768.400	0	153.844.436	0	0	40.257.498	16.102.999	78.922.899	26.861.774	56.175.760	1.574.640
4	9.003.318	118.298.659	0	54.768.400	0	134.613.881	19.230.554	9.230.666	54.299.593	21.719.837	68.117.601	94.979.375	43.289.967	44.864.607
5	8.998.256	64.132.655	0	54.768.400	0	115.383.327	19.230.554	8.076.833	1.287.422	514.969	36.310.299	131.289.674	20.603.439	65.468.046
6	9.002.138	85.653.619	0	54.768.400	0	96.152.772	19.230.554	6.923.000	23.962.219	9.584.888	49.915.177	181.204.851	25.288.582	90.756.628
7	8.996.991	102.353.573	0	0	0	76.922.218	19.230.554	5.769.166	96.584.407	38.633.763	38.720.090	219.924.940	17.515.002	108.271.630
8	9.004.584	58.021.476	0	0	0	57.691.663	19.230.554	4.615.333	53.406.143	21.362.457	12.813.131	232.738.072	5.175.009	113.446.639
9	8.996.484	78.453.673	0	0	0	38.461.109	19.230.554	3.461.500	74.992.173	29.996.869	25.764.749	258.502.821	9.291.027	122.737.666
10	8.998.256	65.569.832	0	0	0	19.230.554	19.230.554	2.307.667	63.262.165	25.304.866	18.726.745	277.229.566	6.029.511	128.767.177
11	9.001.631	45.476.723	0	0	0	0	19.230.554	1.153.833	44.322.890	17.729.156	7.363.179	284.592.745	2.116.738	130.883.915
12	9.001.800	54.305.582	0	0	0	0	0	0	54.305.582	21.722.233	32.583.349	317.176.095	8.363.334	139.247.249
13	8.998.847	72.850.746	0	0	0	0	0	0	72.850.746	29.140.298	43.710.448	360.886.542	10.017.306	149.264.555
14	8.997.075	47.897.368	0	0	0	0	0	0	47.897.368	19.158.947	28.738.421	389.624.963	5.880.450	155.145.006
15	9.000.450	42.511.100	0	0	0	0	0	0	42.511.100	17.004.440	25.506.660	415.131.623	4.659.971	159.804.977
16	9.002.897	50.816.548	0	0	0	0	0	0	50.816.548	20.326.619	30.489.929	445.621.552	4.973.568	164.778.545
17	9.004.247	48.984.834	0	0	0	0	0	0	48.984.834	19.593.934	29.390.900	475.012.452	4.280.618	169.059.163
18	6.102.169	43.912.299	0	0	0	0	0	0	43.912.299	17.564.920	26.347.379	501.359.832	3.426.202	172.485.366

O *payback* para esta hipótese foi de 3 anos, como podemos ver na figura 56.

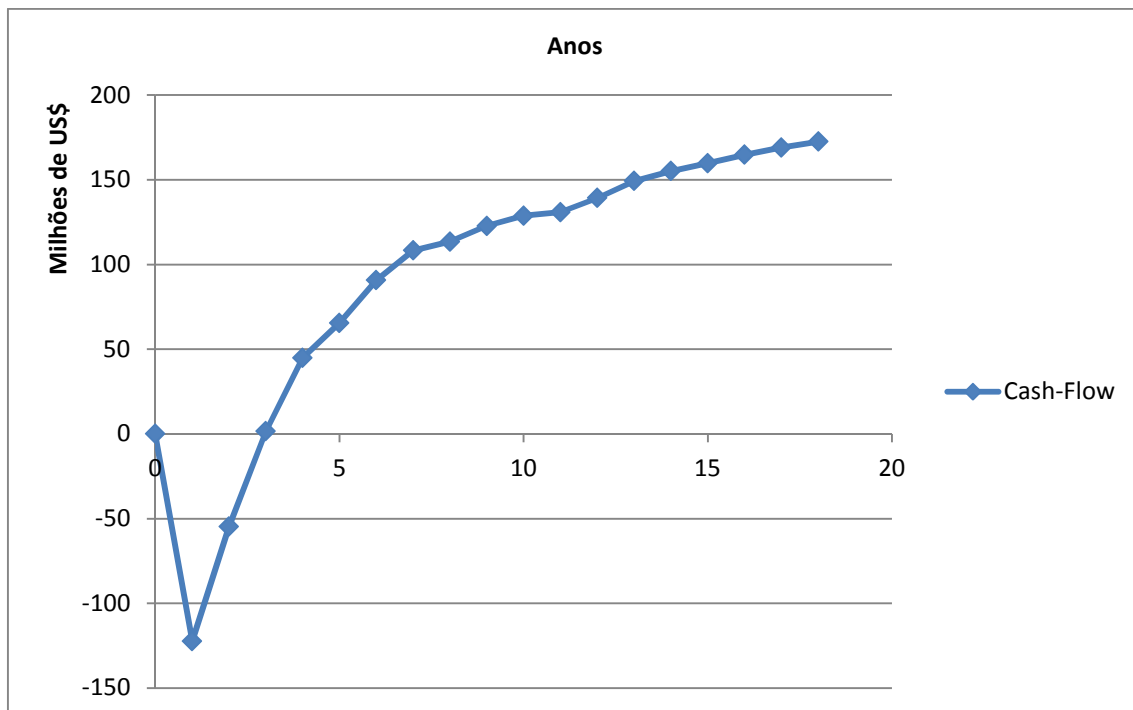


FIGURA 59 - NPV com imposto e com empréstimo

6.3 Estudo de Sensibilidade

Foi realizada a análise de sensibilidade com base no NPV com imposto e com empréstimo. O gráfico a seguir esboça o resultado do estudo.

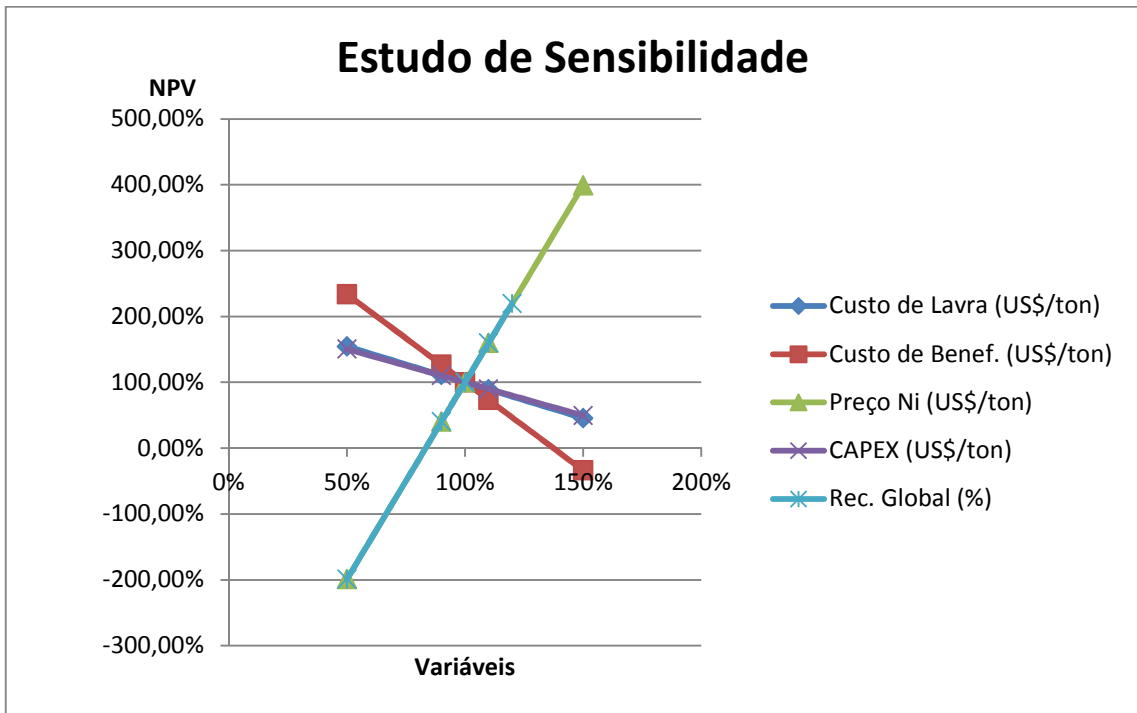


FIGURA 60 - Estudo de Sensibilidade do NPV com imposto e com empréstimo

7 MEIO AMBIENTE

Segundo a legislação brasileira o objetivo da recuperação ambiental é o “retorno do sítio degradado a uma forma de utilização, de acordo com um plano preestabelecido para o uso do solo, visando a obtenção de uma estabilidade ambiental” (Decreto Federal 97.632/89), o que incorpora o conceito de reabilitação ao de recuperação contidos na NBR 10703 (ABNT, 1993), este último mais abrangente e, talvez por isso, mais usualmente empregado. Além disso, expressa seu objetivo primordial, ou seja, a perspectiva de atingir a estabilidade do ambiente e sua reabilitação às condições anteriores a mineração.

Todas atividades desenvolvidas estarão de acordo com a legislação vigente, cumprindo com seu papel social e também buscando se integrar ao modelo de desenvolvimento sustentável, muito em voga atualmente.

7.1 Legislação

As atividades de mineração exercidas no Brasil estão submetidas a um conjunto de regulamentações, onde os três níveis de poder estatal possuem atribuições com relação à mineração e o meio ambiente. Na esfera federal, existem vários órgãos responsáveis pela definição das regulamentações, bem como pela fiscalização, concessão e cumprimento da legislação mineral e ambiental. Dentre os principais estão: Ministério do Meio Ambiente (MMA); Ministério de Minas e Energia (MME); Secretaria de Minas e Metalurgia (SMM); Instituto Brasileiro de Meio Ambiente (IBAMA); Departamento Nacional de Produção Mineral (DNPM); Conselho Nacional do meio Ambiente (CONAMA); e Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais (CPRM).

7.1.1 Legislação pré-instalação

Antes de qualquer atividade mineira é necessário apresentar aos órgãos fiscalizadores;

- Estudo de Impactos Ambientais (EIA)
- Relatório de Impactos Ambientais (RIMA)

Estes documentos são essenciais para que se possa obter as licenças para a mineração entrar em funcionamento, essas licenças são as seguintes;

- Licença Prévia (LP) - é pertinente à fase preliminar do planejamento do empreendimento de mineração e contém os requisitos básicos a serem atendidos nas fases de localização, instalação e operação, observados os planos municipais, estaduais ou federais de uso de solo.
- Licença de Instalação (LI) - autoriza o início de implantação do empreendimento mineiro, de acordo com as especificações constantes do Plano de Controle Ambiental aprovado.

- Licença de Operação (LO) - autoriza, após as verificações necessárias, o início da atividade licenciada e o funcionamento de seus equipamentos e instalações de controle de poluição, de acordo com o previsto nas Licenças Prévia e de Instalação.

7.2 Abertura da mina

Para que se possa ser iniciadas as atividades de mineração são necessários realizar registros pluviométricos na área onde serão executadas as atividades, controlar o nível do lençol freático para que o mesmo não afete as atividades de mineração. Se faz necessário um estudo sobre a flora e a fauna nativa da região das atividades e topografia antes da mineração, para com isso se tornar possível a reconstituição do local fielmente às originais.

Para se iniciar o desenvolvimento da cava é necessário a retirada da vegetação, tomando o cuidado para transplantar o maior número de espécimes para um local onde possam se desenvolver durante as atividades mineiras. Outro cuidado durante as fases iniciais de desenvolvimento é a retirada e armazenamento do solo orgânico, muito importante para a posterior recuperação da lavra.

Após essas atividades, a lavra do minério já pode ser executada normalmente.

7.3 Monitoramento ambiental

Durante todo o desenvolvimento da mina, o monitoramento de águas superficiais e subterrâneas deve ser constante, para que possíveis contaminações sejam detectadas e controladas. Também é importante o controle de óleos e graxas provenientes dos equipamentos, para manter a qualidade do solo. O cuidado com poeiras e qualidade do ar é indispensável para o bem estar dos funcionários, e deve ser rigorosamente cumprido. Os trabalhadores da área de mineração estão sujeitos a muitas doenças pulmonares, portanto a análise do ar do local onde eles estão expostos deve ser freqüente, para que haja o controle de possíveis contaminantes.

Como as atividades de mineração não farão uso de explosivos, o controle de ruído e sismografia não se fará necessário.

7.4 Pilha estéril

A elaboração das pilhas de estéril seguirá a NBR 13029. Segundo esta a pilha deverá apresentar bancadas de 10 m de altura, bermas de 6 m de largura com inclinação de 2° para escoamento da água proveniente de precipitações, ângulo de talude de 37° e ângulo global de 30°.

O volume total de material estéril desmontado que será alocado para a pilha, considerando o fator de empolamento, é de 16 milhões de m³, resultado de 3 anos de produção. O sequenciamento planejado para o desenvolvimento da mina permite que o material lavrado a partir do quarto ano retorne para a própria cava. As dimensões finais da pilha de estéril são: altura de 50 metros, área da base de 948.000 m².

Para uma melhor estabilidade, as pilhas devem ser cobertas por vegetação. A área escolhida para a deposição deste material deve apresentar topografia suave e ser próxima a cava, evitando assim despesas elevadas com transporte.

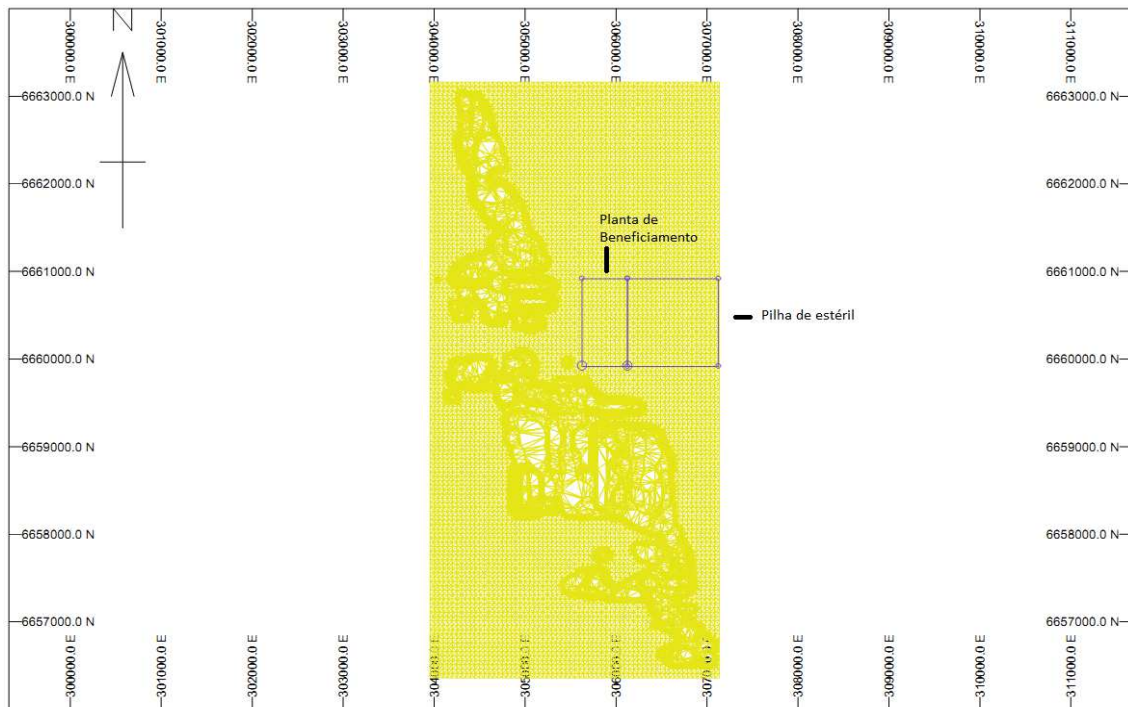


FIGURA 61 - Localização da planta de beneficiamento e pilha de estéril

7.5 Barragem de rejeitos

A barragem de rejeitos deverá acomodar o rejeito proveniente de todas as fases do beneficiamento, durante todo o empreendimento mineiro. A capacidade da barragem deverá ser de 46000 m³/dia. Estará localizada à aproximadamente 2 km da planta de beneficiamento. Para a construção da barragem devere ser seguida a norma NBR 13028.

A água subterrânea da região será monitorada para evitar possíveis contaminações. Esse controle será realizado através da instalação de piezômetros.

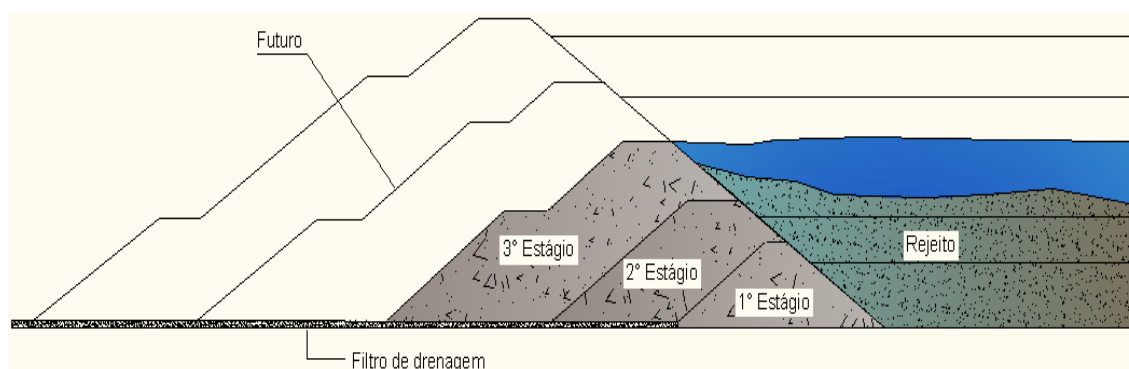


FIGURA 62 - Esquema de construção da barragem de rejeitos

7.6 Fechamento da mina

Quando finalizadas as atividades de extração mineral, a mina será parcialmente coberta por material estéril e em alguns setores parcialmente inundada, visto que há diversos fundos de cava. O solo orgânico armazenado anteriormente será utilizado para a revegetação da região, que será realizada com o replantio de espécies nativas.

Para evitar a poluição visual, serão tomadas medidas de suavização topográfica. As infraestruturas construídas no local serão demolidas e soterradas e os equipamentos utilizados na mineração serão encaminhados para revendas ou sucatagem, de acordo com suas condições.

Finalizando a reconstituição da topografia e revegetação do local de mineração é de extrema importância que haja o monitoramento do local por um período aproximado de 20 anos, determinado pela legislação.

Para isso deverá ser realizado um controle hidrológico e monitoramento da fauna e flora. Também deve-se realizar um controle do reflorestamento, substituindo as mudas que eventualmente venham a morrer.

8 Referências bibliográficas.

1. **HARTMAN, H.L. et al.** SME Mining Engineering Handbook , 2ª edição, vol. 1 e 2. Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc. Littleton, Colorado, 1992.
2. **METSO.** Manual de Britagem Metso, 6ª edição. 2005.
3. **NOTAS E APRESENTAÇÕES DE AULAS** – Engenharia de Minas – Universidade Federal do Rio Grande do Sul – de 2002 a 2008.
4. **CHAVES, A.P. et al.** Teoria e Prática de Tratamento de Minérios, vol. 1, 2 e 4. Signus Editora, São Paulo, 1996(1 e 2), 2006.
5. **WESTERN MINE ENGINEERING.** Mine And Mill Equipment Costs, An Estimator's Guide. Washington, 1995.
6. **DATAMINE** - Manual de Treinamento em Geologia do Studio 3
7. **MANITOBA** - Feasibility Study Minago Nickel Mine
8. **GOLDEM SOFTWARE** - User's Guide
9. **AZEVEDO, D.; MARQUE, G.** Introdução a Mecânica de Rochas. Editora UFV, 2002.
10. **BELIZARIO, A. F. & IVO E. C.** Análise de Sensibilidade na Otimização Econômica de uma Cava. Artigo Técnico. Universidade Federal de Minas Gerais. 2008.
11. **GUIDICINI; NIEBLE.** Estabilidade de Taludes Naturais e de Escavação. Editora Edgar Blucher. 1984
12. **HOEK, E.; BRAY, J.W.** Rock Slope Engineerin. - London: Institute of Mining and Metallurgy, 1981.
13. **PATRÍCIO, M.** A importância da água na mineração, Informativo do Centro de Tecnologia Mineral, Ano IV, Número 1, Jan/Mar 2005
14. **FRIEDRICH-WILHELM WELLMER, MANFRED DALHEIMER AND MARKUS WAGNER.** Economic Evaluations in Exploration, 2nd Edition.
15. **RUY LACOURT RODRIGUE E VALDIR COSTA.** Definição e plano de produção de um depósito típico de níquel laterítico aproveitado através de rota de lixiviação ácida sob pressão.
16. **CATERPILLAR PERFORMANCE HANDBOOK.** 30ª edição; Peoria, Illinois, USA; outubro de 1999.
17. **BIONDI, JOÃO CARLOS.** Processos Metalogenéticos e os Depósitos Mineraiis Brasileiros; São Paulo; Ed. Oficina de textos; 2003.
18. **RADAELLI, VERGÍLIO A.** Níquel de Santa Fé - Estado de Goiás – Goiânia: CPRM, 2000.