



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

Facultad de Ingeniería

Propuesta y evaluación del método de minado a
cielo abierto para la unidad “Mina San Luis”
ubicada en el Estado de México

T E S I S

Que para obtener el título de:
Ingeniero de Minas y Metalurgia

Presenta:

HÉCTOR ULISES MUÑOZ LÓPEZ

Director de Tesis

ING. MAURICIO MAZARI HIRIART

México, D.F.

Ciudad Universitaria

Enero 2016





Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

DEDICATORIA

A mis padres, que siempre fueron mi principal motivación para alcanzar mis metas, son y serán mis principales pilares, por su gran sacrificio a lo largo de todos estos años.

A mi familia, que siempre me apoyó incondicionalmente.

A mis amigos, que siempre estuvieron hombro a hombro junto a mí y ser un gran apoyo a lo largo de mis estudios.

INDICE

INDICE	1
INDICE DE FIGURAS	2
INDICE DE TABLAS	5
RESUMEN	6
1. INTRODUCCIÓN	7
2. GENERALIDADES DE LA UNIDAD	8
2.1 Localización de la Mina	8
2.2 Clima	9
2.3 Uso del suelo y vegetación	9
2.4 Geología.....	9
2.5 Situación Actual de la Mina	11
2.5.1 Marco legal	11
2.5.2 Información ausente.....	11
2.5.3 Maquinaria actual para la explotación	11
3. CÁLCULO DE RESERVAS	13
3.1 Métodos de medición minero cartográficos	13
3.1.1 Ajuste de Coordenadas.	16
3.2 Cálculo de reservas con el software Global Mapper	23
3.3 Cálculo de reservas con el software AutoCAD	25
3.4 Cálculo de reservas con el software Civil 3D.....	28
3.5 Cálculo de volumen del área explotada	33
3.6 Resumen cálculo de reservas	36
4. PROCESO DE PRODUCCIÓN ACTUAL	37
4.1 Extracción.....	37
4.2 Rezagado y Acarreo.....	39
4.3 Planta de trituración y cribado.....	40
4.4 Almacenamiento y venta	45
5. PROPUESTA DEL MÉTODO DE MINADO	47
5.1 Caminos.....	47
5.2 Preparación del terreno	52

5.3 Geometría del banco propuesto	53
5.3.1 Orientación del banco	53
5.3.2 Talud de trabajo y final	53
5.4 Descripción del método de explotación.....	56
6. Análisis Financiero.....	59
6.1 Estimación para año 2015.....	65
6.2 Estado de resultados	68
6.2 Índices de rentabilidad.....	71
7. Conclusiones y Recomendaciones	73
REFERENCIAS	74

INDICE DE FIGURAS

Figura 2.1 Localización, Municipio Tenango del Aire.....	8
Figura 2.2 Localización, Mina San Luis.....	9
Figura 2.3 Tipos de roca presente, INEGI.	10
Figura 2.4 Equipos utilizados en la operación.....	12
Figura 3.1 Levantamiento topográfico (fuente: mina San Luis).....	13
Figura 3.2 Polígono generado en Excel.....	15
Figura 3.3 Polígono generado con el software AutoCAD.....	15
Figura 3.4 Polígono auxiliar generado con Google Earth.....	16
Figura 3.5 Polígono auxiliar importado a Global Mapper.....	17
Figura 3.6 Polígono del área de explotación importado a Global Mapper.....	17
Figura 3.7 Polígono del área de explotación importado a Global Mapper.....	18
Figura 3.8 Imagen del terreno y la poligonal importada a AutoCAD.....	18
Figura 3.9 Imagen del terreno y la poligonal escalada en AutoCAD.....	19
Figura 3.10 Poligonal desplazada al área correcta utilizando AutoCAD.....	20

Figura 3.11 Vista de la poligonal ajustada en Google Earth.....	22
Figura 3.12 Curvas de nivel y poligonal en Global Mapper.....	23
Figura 3.13 Línea auxiliar a lo largo de las curvas de nivel para cálculo de volúmenes.....	23
Figura 3.14 Ajustes para el cálculo de volúmenes de Global Mapper.	24
Figura 3.15 Modelo 3D del terreno con Global Mapper.	24
Figura 3.16 Poligonal y curvas de nivel importadas a AutoCAD.....	25
Figura 3.17 Visualización de la triangulación de las curvas de nivel utilizando CivilCAD.....	25
Figura 3.18 Estaciones marcadas cada 20 metros, perpendiculares al perfil del terreno.....	26
Figura 3.19 Perfil del terreno.....	26
Figura 3.20 Ajustes para el cálculo de volumen con CivilCAD.....	27
Figura 3.21 Secciones de las estaciones marcadas cada 20 metros.....	28
Figura 3.22 Resultado arrojado por CivilCAD.....	28
Figura 3.23 Curvas de nivel dentro de la poligonal del área de explotación.....	29
Figura 3.24 Vista de las superficies a comparar desde otro ángulo.....	30
Figura 3.25 Vista lateral de las superficies a comparar.....	30
Figura 3.26 Vista con sombreado de las superficies a comparar.....	30
Figura 3.27 Ajustes para el cálculo de volumen con Civil 3D.....	31
Figura 3.28 Resultado arrojado por el software Civil 3D.....	31
Figura 3.29 Superficie creada a partir de las 2 superficies comparadas.....	32
Figura 3.30 Frente de ataque importado a Global Mapper.....	35
Figura 3.31 áreas del frente de ataque para obtener sus volúmenes.....	35
Figura 4.1 Ciclo de operación actual.....	37
Figura 4.2 Uso de martillo hidráulico para desprender la roca.....	37
Figura 4.3 Frente de ataque sin dirección preferencial.....	38
Figura 4.4 Extracción sin planeación.....	38

Figura 4.5 Acarreo con cargador frontal, menor a 200 metros.....	39
Figura 4.6 Distancias de acarreo, cargador frontal (Rojo), Camiones (Azul).....	39
Figura 4.7 Tolva de gruesos y trituración primaria con una quebradora de quijada.....	40
Figura 4.8 Zona de trituración y clasificación primaria.....	41
Figura 4.9 Criba de 6.35 cm (2 ½").....	41
Figura 4.10 Criba vibratoria de 4 camas.....	42
Figura 4.11 Quebradoras de cono y bandas transportadoras.....	43
Figura 4.12 Diagrama de flujo (creación propia).....	44
Figura 4.13 Planta de trituración y cribado vista en planta (fuente: mina San Luis).....	44
Figura 4.14 Transportadores maromeros.....	45
Figura 4.15 Patio de almacenamiento vista desde Google Earth.....	45
Figura 4.16 Patio de almacenamiento.....	46
Figura 5.1 Medidas de la excavadora CAT 325C.....	48
Figura 5.2 Camino propuesto.....	49
Figura 5.3 Longitud total del camino propuesto, vista en planta.....	50
Figura 5.4 Detalle de los tramos del camino propuesto.....	51
Figura 5.5 Zona sin vegetación y localización del vivero.....	52
Figura 5.6 Vista del vivero.....	52
Figura 5.7 Detalle del talud final propuesto.....	54
Figura 5.8 Alcance máximo de la excavadora 325C para el diseño del banco.....	55
Figura 5.9 Trazado de los bancos propuestos.....	56
Figura 5.10 Detalle de los bancos propuestos.....	56
Figura 5.11 Bancos propuestos, vista en planta.....	57
Figura 5.12 Método de explotación utilizando la primera variable propuesta.....	58
Figura 5.13 Método de explotación utilizando la segunda variable propuesta.....	58

INDICE DE TABLAS

Tabla 3.1 Detalle de las coordenadas proporcionadas.....	12
Tabla 3.2 Coordenadas proporcionadas.....	14
Tabla 3.3 Coordenadas de la poligonal ajustada.....	21
Tabla 3.4 Levantamiento con GPS de mano del frente de ataque.....	34
Tabla 3.5 Volúmenes obtenidos por diferentes softwares.....	36
Tabla 5.1 Coordenadas y longitudes del camino propuesto.....	50
Tabla 5.2 Inclinación del talud según el tipo de roca.....	53
Tabla 6.1 Datos proporcionados por Mina San Luis.....	59
Tabla 6.2 Costo de producción promedio para el año 2011.....	60
Tabla 6.3 Precio de venta promedio para el año 2011.....	61
Tabla 6.4 Costo de producción promedio para el año 2012.....	62
Tabla 6.5 Precio de venta promedio para el año 2012.....	62
Tabla 6.6 Costo de producción promedio para el año 2013.....	63
Tabla 6.7 Precio de venta promedio para el año 2013.....	63
Tabla 6.8 Costo de producción promedio para el año 2014.....	64
Tabla 6.9 Precio de venta promedio para el año 2014.....	64
Tabla 6.10 Resumen de precios, costos y utilidades del año 2011 a 2014.....	65
Tabla 6.11 Resumen de precios, costos y utilidades del año 2011 a 2015.....	67
Tabla 6.12 Estado de resultados sin inversión y conservando la producción actual.....	69
Tabla 6.13 Estado de resultados con inversión y aumento de producción.....	70
Tabla 6.14 Índices de rentabilidad, definición y formulas.....	71
Tabla 6.15 Índices de rentabilidad, obtenidos para cada caso.	72

RESUMEN

El presente trabajo aborda varios aspectos en cuanto a la mina “San Luis” ubicada en el municipio de Tenango del Aire, en el Estado de México, la problemática principal de la cantera radica en la forma de explotación, ya que no se tiene una forma definida de explotación, esto puede tener consecuencias en seguridad y aprovechamiento de los recursos.

En cuanto al tema sobre medición minero cartográfico se aborda desde la corrección de las coordenadas que actualmente tienen planteadas, así como el cálculo de reservas con 3 softwares diferentes, los cuales son:

- Global Mapper
- AutoCAD, utilizando como complemento CivilCAD
- Civil 3D

Los resultados arrojados por dichos softwares son prácticamente el mismo con una pequeña diferencia entre ellos, esto es debido al modo de calcular de los softwares y de los ajustes antes de la obtención del cálculo de volúmenes.

Se plantea un método de minado, el cual consiste en una explotación de banqueo descendente, con un rumbo de banco de $N03^{\circ}E$, con altura de bancos de 10 metros, un talud de trabajo de 75° y un talud final de 65° con una altura aproximada de 65 metros.

En cuanto al análisis financiero se propone la inversión para rehabilitar equipo y aumentar la producción aproximadamente un 50%, de $100,000\text{ m}^3$ a $150,000\text{ m}^3$, obteniendo los índices de rentabilidad para ambos casos.

1. INTRODUCCIÓN

Una cantera es aquella explotación minera que se realiza de forma superficial, donde se extraen materiales industriales o minerales no metálicos, los cuales a diferencia de las minas metálicas no tienen un proceso de concentración, el único proceso que sufren es la reducción de tamaño.

Los minerales no metálicos, éstos se han convertido en el presente siglo en los de mayor importancia en el estado, alcanzando en los últimos años un crecimiento sostenido hasta del 20% anual, según datos del Instituto de Fomento Minero y Estudios Geológicos del Estado de México (IFOMEGEM, desde 2000). Los minerales no metálicos que más contribuyeron al PIB minero (El producto interno bruto (PIB), es el valor total de producción, bienes y servicios de un sector determinado) del estado fueron materiales pétreos como arena y grava, caliza, tezontle, y tepetate. Otros, de menor importancia, son las dolomías, arcillas y diatomitas.

El producto que se extrae en la mina “San Luis”, es el basalto. El basalto es la roca más abundante en la corteza terrestre. Es una roca ígnea extrusiva, formada cuando el magma volcánico hace erupción sobre la superficie o dentro del agua y se enfría.

El basalto es comúnmente usado como un aditivo para la construcción. El basalto triturado o en polvo se mezcla con el concreto para relleno, lo que le da resistencia. También se mezcla con los materiales para hacer pavimento como el asfalto. Con basalto se pueden hacer baldosas resistentes.

La participación en volumen y en valor en la producción nacional del Estado de México es la siguiente:

PRODUCTO	VOLUMEN PRODUCCIÓN NACIONAL (t)	VOLUMEN PRODUCCIÓN ESTATAL (t)	VALOR PRODUCCIÓN NACIONAL (mdp)	VALOR PRODUCCIÓN ESTATAL (mdp)	PORCENTAJE
ARENA 1/	92,374,443	21,093,837	10,209	2,331	22.83
GRAVA 3/	71,870,834	8,143,615	8,187	927	11.33
ARCILLAS	8,436,673	1,054,190	944	117	12.49
CALIZA	55,725,761	4,302,186	4,014	309	7.72
R. DIMENSION.	3,820,517	11,060	4,367	12	0.28
CALCITA 2/	4,694,156	2,890	2,001	1	0.06

Fuente: Dirección General de Minas, Secretaría de Economía, e Investigación IFOMEGEM

1/ Mineral para construcción

2/ Carbonato de calcio

3/ Mineral para construcción

Se puede apreciar que las arenas y gravas, en conjunto tienen un 34.2% del valor de la producción nacional, esto nos abre el panorama ya que estos materiales son de los principales productos de extracción en la mina San Luis.

2. GENERALIDADES DE LA UNIDAD

2.1 Localización de la Mina

La cantera “Mina San Luis” consiste en la explotación de agregados pétreos, triturado, cribado y clasificado de materiales para diferentes usos en la industria de la construcción.

Se encuentra ubicada en el municipio de Tenango del Aire en el cuadrante sureste del Estado de México. Se ubica a 2 kilómetros con dirección N10°W de la cabecera municipal de Tenango del Aire. (Figuras 2.1 y 2.2). El acceso a la unidad es en el kilómetro 7.5 de la carretera Chalco-Juchitepec.

Las coordenadas geográficas de la mina son:

- Norte 19°10'26.04"
- Oeste 98°51'49.09"



Figura 2.1 Localización, Municipio Tenango del Aire (Fuente: <http://espanol.mapsofworld.com>)

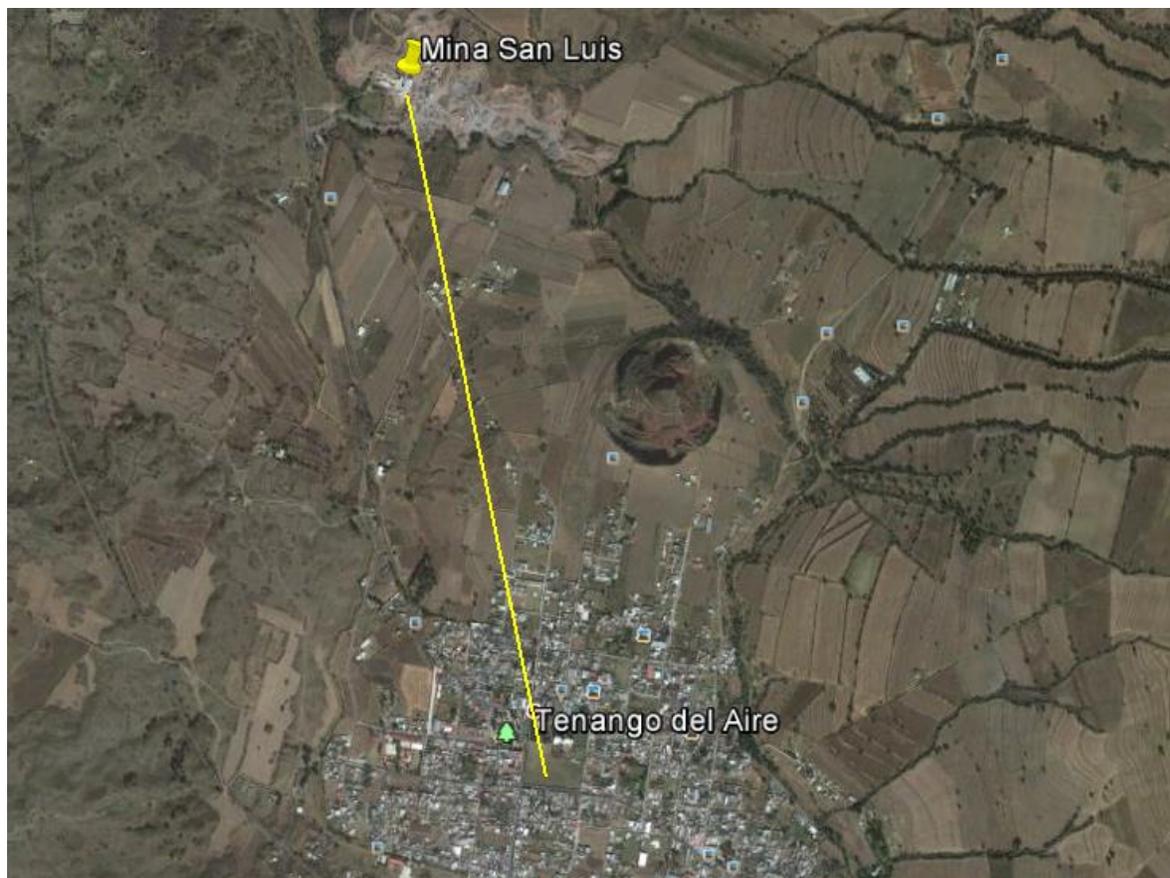


Figura 2.2 Localización, Mina San Luis (fuente: Google Earth)

2.2 Clima

El clima en la región es templado sub-húmedo, con precipitaciones pluviales en los meses de mayo a octubre, la temperatura media es de 14.2 °C, con una máxima extrema de 31 °C¹.

2.3 Uso del suelo y vegetación

El uso del suelo es principalmente agricultura con un aproximado del 83.13%, la zona urbana ocupa un 2.32%. En cuanto a la vegetación el bosque ocupa un 10.74% y el pastizal un 3.81%.

2.4 Geología

La mina se encuentra en un área predominantemente volcánica. Lo abrupto de la topografía enmarca precisamente el origen volcánico de los materiales constitutivos del suelo y subsuelo del

¹ Prontuario de información geográfica municipal de los Estados Unidos Mexicanos, Juchitepec, México

sitio, que está ligado directamente a una serie de erupciones volcánicas explosivas de material de composición basáltica.

En el área se detectan brechas y tobas basálticas ligadas a las erupciones de los aparatos volcánicos llamados Tenayo, La joya, Tepeixte, Chinconquiac, Tres Cruces y la Coronilla, los cuales en su mayoría tuvieron alternancias eruptivas de brechas y tobas volcánicas.

En los cortes observados en el sitio, solamente se encontraron brechas basálticas con presencia de fragmentos rocosos de hasta tres metros, con diferentes pesos volumétricos debido a la variable presencia de pequeñas oquedades.

La estratigrafía del sitio está constituida superficialmente por una pequeña capa de suelo del material arcillo limoso, de 0.5 m. de espesor promedio, aunque hay áreas donde no se detecta.

La coloración de los materiales varía entre gris oscura y negra, presentándose zonas con material de tonalidades rojizas, con pesos volumétricos menores. La coloración rojiza se debe a la mayor presencia de óxidos de hierro en la roca y viene asociada en ocasiones a una baja dureza del material.

Los aparatos volcánicos principales del área como el representado por El Chinconquiac, presentan un patrón de fracturamiento radial en los materiales tobáceos del área, por otra parte, en las brechas al poniente del predio se observa una tendencia a presentar fracturas norte-sur.²

En la carta geológico-minera del INEGI podemos observar el área circundante donde se encuentra la mina, está conformada principalmente por rocas extrusivas, principalmente basalto y andesita. (Figura 2.3)

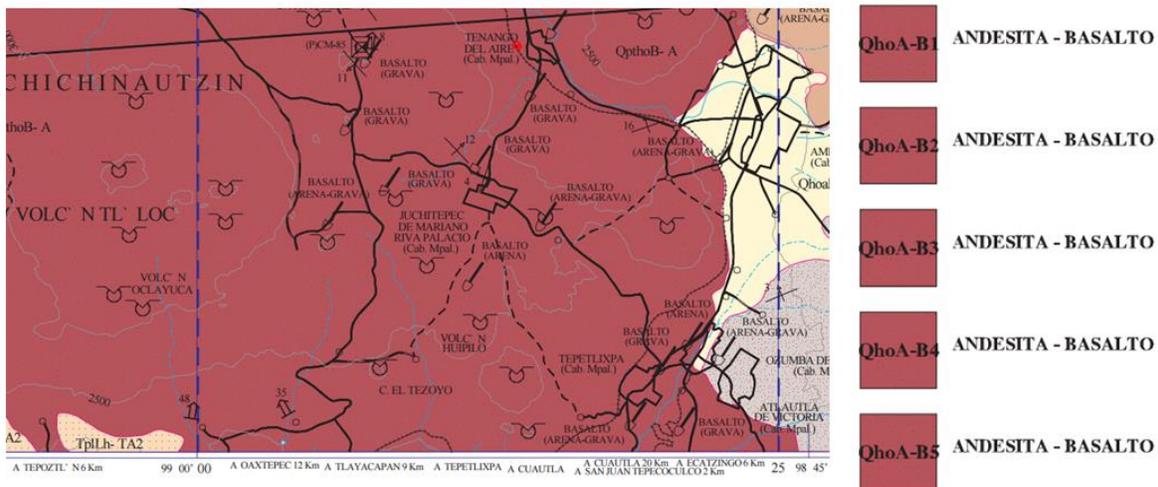


Figura 2.3 Tipos de roca presente, INEGI.

² Fuente, documentos mina San Luis.

2.5 Situación Actual de la Mina

2.5.1 Marco legal

La mina San Luis, está constituida legalmente como; Mezclas asfálticas y agregados S.A. de C.V., cuenta con varios permisos emitidos por diferentes facultades, entre los permisos con los que opera están:

1. Secretaria del Medio Ambiente y Recursos Naturales, dirección de ordenamiento e impacto ambiental No. 212130000/DGOIA/OF/2209/13
2. Junta de Caminos del Estado de México, permiso de incorporación vial, NUM.007-12/DV/2012
3. Comisión Nacional del Agua, resolución B00.R01.01.01.1.2-837
4. Comisión Nacional Forestal, convenio No. CNF-GE 015-12/078
5. Ejército Mexicano Cuerpo de las Fuerzas Especiales, asesoramiento para la reforestación.

Además es socio de la Cámara Regional de la Industria Arenera del D.F. y del Estado de México

2.5.2 Información ausente

En términos de operación la mina carece de la siguiente información:

- a) Información de Reservas
- b) Información Geológica-Estructural
- c) Planos Topográficos
- d) Plan de Minado

2.5.3 Maquinaria actual para la explotación

La mina cuenta con equipo propio el cual se encuentra en operación y otros más no se encuentran en operación debido a que necesitan ser reparados.

Equipos en operación:

- 2 Cargadores Frontales CAT 950
- 1 Cargador Frontal CAT 966
- 1 Excavadora CAT 320
- 1 Excavadora CAT 325
- 3 Camiones de Volteo 14 m³

- 1 Tractor D9N

Equipos Detenidos

- 2 Excavadoras CAT 320
- 1 Cargador Frontal Komatsu WA600
- 1 Tractor D9N
- 1 Cargador Frontal CAT 960
- 1 Cargador Frontal CAT 950



Figura 2.4 Equipos utilizados en la operación

3. CÁLCULO DE RESERVAS

3.1 Métodos de medición minero cartográficos

Se me proporcionó un plano con un levantamiento topográfico (Figura 3.1), realizado por un topógrafo independiente de la empresa, las características del plano son:

- Tabla de coordenadas en UTM, sin elevación
- Delimitación del terreno con mojoneras (ver figura)
- La tabla de datos consta de 70 coordenadas referenciadas en UTM

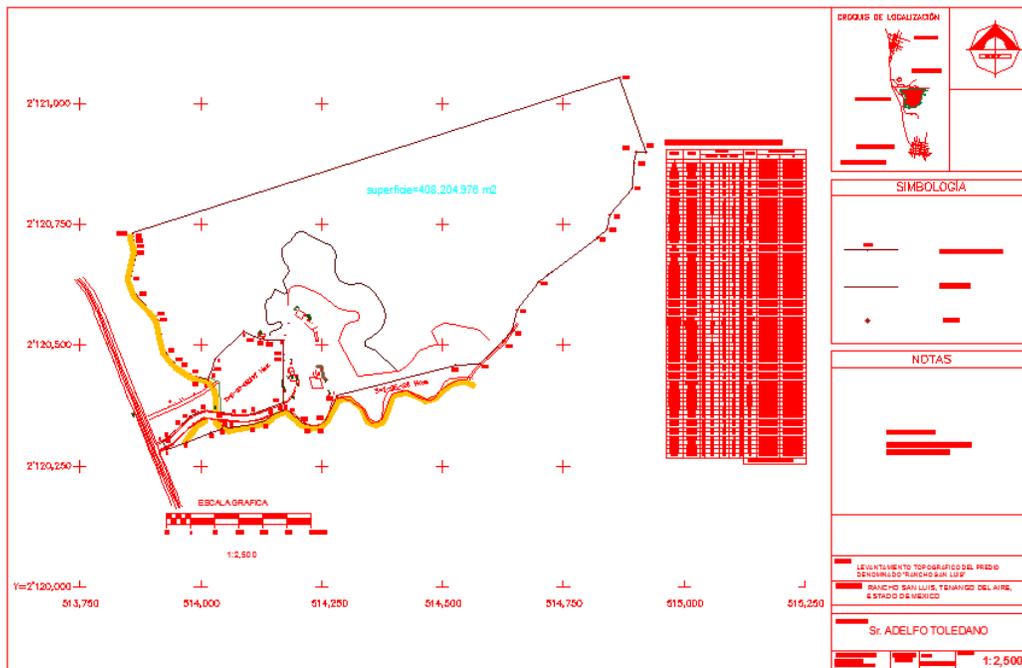


Figura 3.1 Levantamiento topográfico (fuente: mina San Luis)

La tabla con datos se exportó desde AutoCAD hacia PDF, utilizando la herramienta “salida”, después la herramienta “ventana” para seleccionar únicamente la tabla de datos y exportarla a PDF.

Tendiendo la tabla en PDF se exporto a una hoja de texto, para finalmente realizar modificaciones. (Tabla 3.1 Detalle de las coordenadas proporcionadas)

LADO	DIST. (m)	AZIMUT				VERT.	COORDENADAS (m)		
		GRADO	MIN.	SEG.			X	Y	
1						1	513928.395	2120282.708	
1-2	21.229	N	21	25	18	W	2	513920.642	2120302.47
2-31	10.081	N	63	18	44	E	31	513929.649	2120306.998
31-30	5.899	N	57	29	43	E	30	513934.624	2120310.168
30-29	38.936	N	45	44	45	E	29	513962.512	2120337.339

Tabla 3.1 Detalle de las coordenadas proporcionadas

Los datos que se utilizan están referenciados en UTM y son los siguientes: (Tabla 3.2)

COORDENADAS			COORDENADAS		
# de Coordenada	X (m)	Y (m)	# de Coordenada	X (m)	Y (m)
1	513928.395	2120282.708	36	513860.479	2120713.179
2	513920.642	2120302.47	37	513859.532	2120725.643
3	513929.649	2120306.998	38	513859.83	2120731.497
4	513934.624	2120310.168	39	514866.846	2121053.417
5	513962.512	2120337.339	40	514921.35	2120899.318
6	513977.274	2120350.94	41	514899.921	2120899.716
7	513994.728	2120361.227	42	514896.919	2120877.262
8	514007.504	2120364.711	43	514892.932	2120825.239
9	514040.671	2120360.399	44	514846.081	2120768.978
10	514070.742	2120356.201	45	514840.363	2120740.364
11	514092.497	2120355.632	46	514820.851	2120722.418
12	514110.047	2120358.644	47	514698.748	2120631.121
13	514170.563	2120381.604	48	514654.264	2120572.092
14	514171.083	2120469.099	49	514644.096	2120530.31
15	514171.076	2120481.055	50	514624.906	2120507.876
16	514170.66	2120509.601	51	514577.915	2120461.01
17	514139.252	2120509.35	52	514526.433	2120458.811
18	514122.996	2120512.035	53	514281.762	2120394.889
19	514109.813	2120516.848	54	514278.589	2120386.707
20	514088.886	2120528.059	55	514256.832	2120343.928
21	514029.443	2120469.927	56	514243.804	2120334.624
22	514024.362	2120449.183	57	514226.98	2120332.49
23	514017.367	2120433.103	58	514209.649	2120338.118
24	514015.109	2120427.948	59	514181.971	2120363.137
25	513997.208	2120432.148	60	514175.688	2120365.216
26	513979.118	2120438.409	61	514169.301	2120364.047
27	513951.555	2120456.142	62	514152.414	2120357.667
28	513943.615	2120464.58	63	514133.123	2120343.167
29	513926.428	2120485.472	64	514107.2	2120335.619
30	513911.672	2120550.237	65	514059.715	2120327.434
31	513906.387	2120559.825	66	514045.132	2120332.92
32	513866.963	2120602.302	67	514043.714	2120325.509
33	513852.98	2120634.796	68	514022.271	2120318.802
34	513865.854	2120688.935	69	513972.359	2120299.124
35	513864.837	2120703.428	70	513928.395	2120282.708

Tabla 3.2 Coordenadas proporcionadas

Al graficar estos puntos en Excel y en AutoCAD se generan los siguientes polígonos (Figuras 3.2 y 3.3), estos son importantes ya que a partir del polígono generado se realiza el cálculo de reservas y se delimita el área de explotación para realizar una propuesta del método de minado

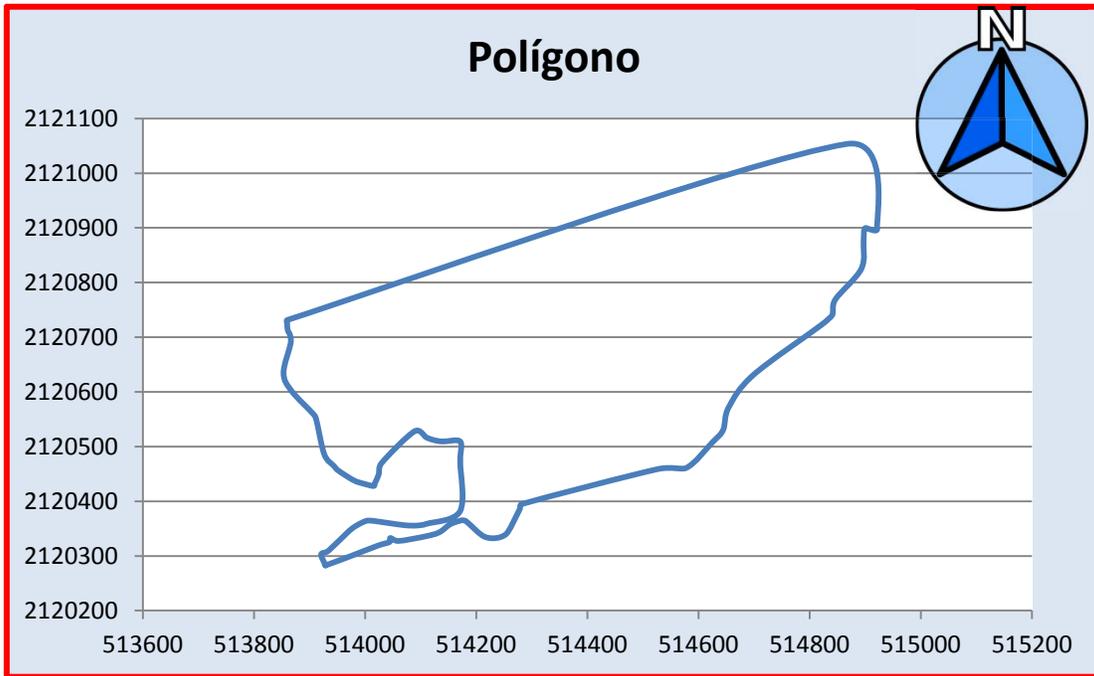


Figura 3.2 Polígono generado en Excel

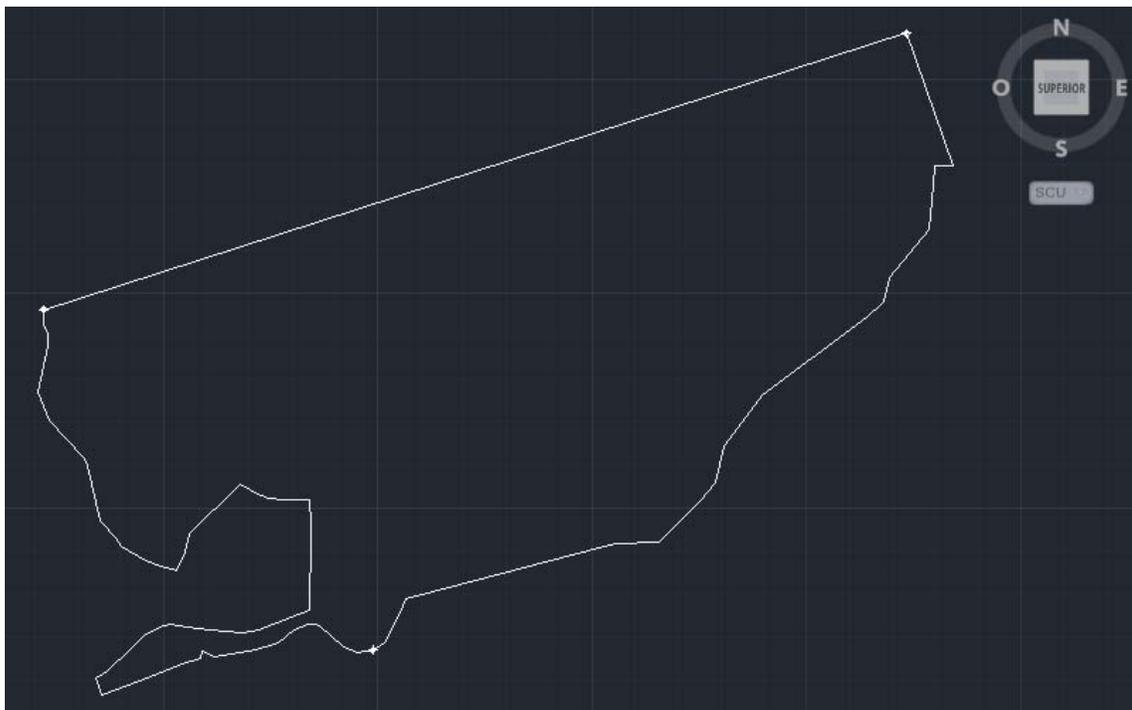


Figura 3.3 Polígono generado con el software AutoCAD

Como se puede observar son figuras casi idénticas, la diferencia se percata en los detalles que el software AutoCAD realiza en hacer la poligonal.

El área del polígono se puede obtener directamente desde AutoCAD con el comando “área”, el área que se obtiene es:

$$\text{Área del polígono} = 408,205.11 \text{ m}^2$$

3.1.1 Ajuste de Coordenadas.

Trasladando el polígono formado por las coordenadas a Google Earth y a Global Mapper, podemos observar que el polígono no se encuentra en donde debería estar.

Para poder observar esto se realizó lo siguiente:

1. Se creó un polígono auxiliar desde Google Earth con el nombre de “EST”, el cuál es el estacionamiento de las oficinas generales. (Figura 3.4)
2. Se importó el polígono desde Google Earth a Global Mapper para ubicarlo (Figura 3.5)
 - a. Es importante colocar todos los ajustes de proyección de Global Mapper para obtener la zona de trabajo en las unidades deseadas.
3. Se importó el polígono de la zona a Global Mapper, desde este paso podemos observar que las coordenadas que se tienen de dicho polígono están mal ubicadas, ya que si estuvieran bien el polígono llamado “EST” estaría dentro del polígono creado con coordenadas. (Figura 3.6)
4. Se descargó la información desde Google Earth a Global Mapper (Figura 3.7)

A continuación se muestra el proceso con figuras.

Paso 1.

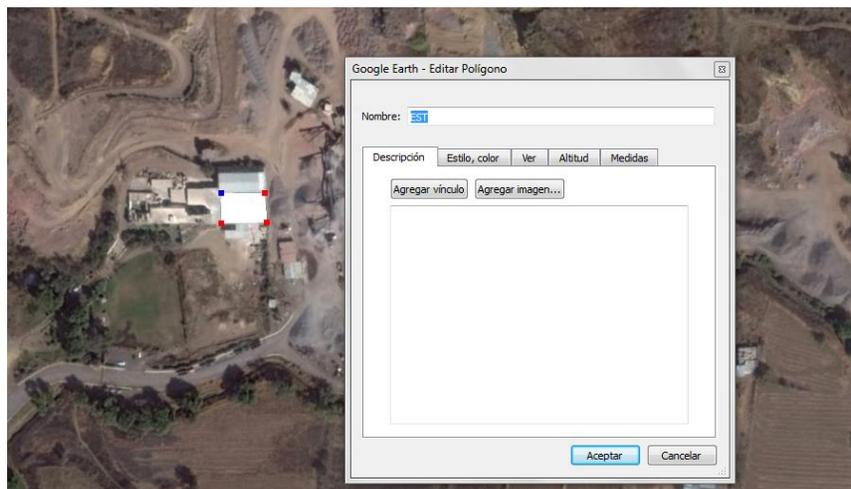


Figura 3.4 Polígono auxiliar generado con Google Earth

Paso 2

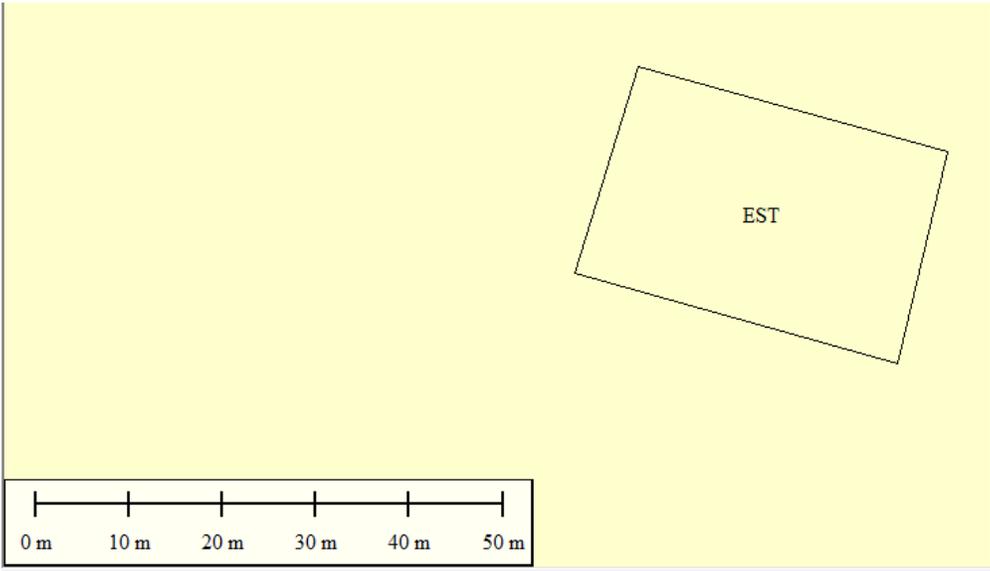


Figura 3.5 Polígono auxiliar importado a Global Mapper

Paso 3

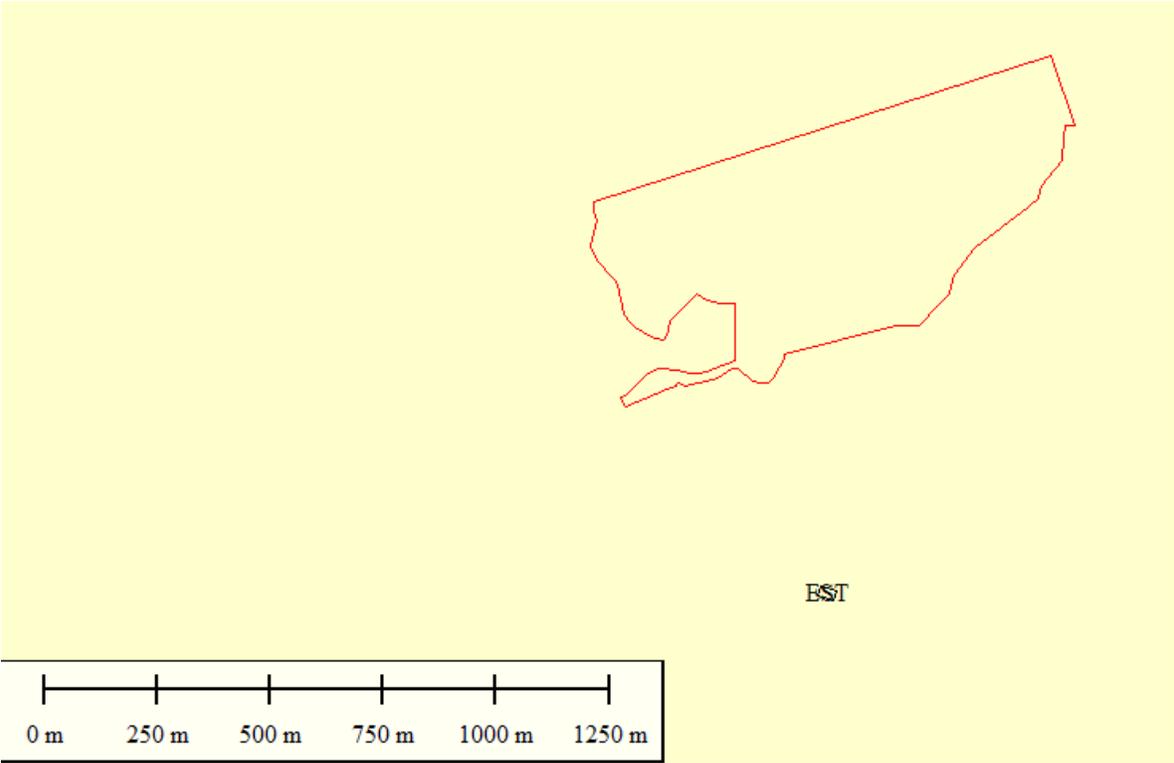


Figura 3.6 Polígono del área de explotación importado a Global Mapper

Lo siguiente fue escalar la imagen utilizando la formula siguiente:

$$Esc = \frac{Lr}{Ld}$$

Siendo:

Lr= Lado o Medida real

Ld=Lado o Medida Dibujada

Esc=Escala

Una vez escalado el dibujo a la escala real, se superpuso a la poligonal en el dibujo de AutoCAD.
(Figura 3.9)

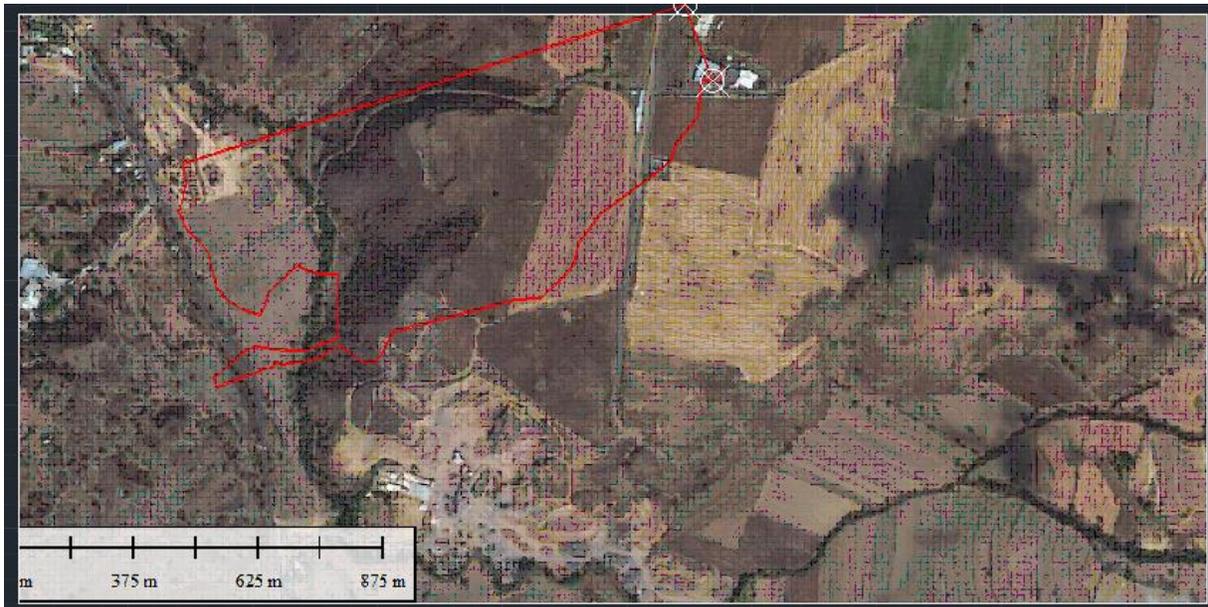


Figura 3.9 Imagen del terreno y la poligonal escalada en AutoCAD

Lo siguiente fue desplazar la poligonal a la ubicación adecuada y complementar la misma con una poli línea, para delimitar correctamente el terreno. (Figura 3.10)



Figura 3.10 Poligonal desplazada al área correcta utilizando AutoCAD

Una vez posicionado la poligonal en su lugar adecuado se genera una nueva tabla de datos con los nuevos puntos de las coordenadas. (Tabla 3.3)

Las coordenadas corregidas son las siguientes:

COORDENADAS			COORDENADAS		
# de Coordenada	X (m)	Y (m)	# de Coordenada	X (m)	Y (m)
1	514118.048	2120390.5	40	514212.001	2119949.6
2	515173.367	2120453.87	41	514199.224	2119958.52
3	515188.144	2120291.09	42	514196.02	2119951.68
4	515167.476	2120296.76	43	514173.585	2119950.48
5	515159.024	2120275.74	44	514120.36	2119943.73
6	515142.318	2120226.31	45	514073.705	2119938.67
7	515083.029	2120183.36	46	514071.07	2119959.74
8	515070.424	2120157.04	47	514080.916	2119961.9
9	515047.086	2120144.47	48	514086.52	2119963.75
10	514906.225	2120086.14	49	514120.252	2119983.19
11	514848.546	2120039.92	50	514137.914	2119992.73
12	514829.8	2120004.62	51	514157.368	2119998.39
13	514809.878	2119967.1	52	514170.608	2119998.61
14	514978.729	2119895.46	53	514201.684	2119986.25
15	514944.8	2119836.78	54	514229.788	2119974.75
16	514890.183	2119821.08	55	514250.73	2119968.83
17	514795.845	2119834.3	56	514268.48	2119967.42
18	514738.746	2119886.37	57	514332.791	2119974.73
19	514723.023	2119925.21	58	514354.894	2120059.39
20	514684.957	2119940.92	59	514364.482	2120098.74
21	514636.961	2119899.59	60	514333.984	2120106.25
22	514607.17	2119899.59	61	514318.894	2120112.87
23	514583.171	2119933.48	62	514307.307	2120120.78
24	514553.38	2119936.78	63	514289.795	2120136.81
25	514526.9	2119884.71	64	514217.841	2120095.16
26	514487.178	2119884.71	65	514207.797	2120076.31
27	514487.178	2119921.08	66	514193.588	2120058.01
28	514443.828	2119960.15	67	514161.294	2120077.04
29	514438.734	2119953.01	68	514138.961	2120101.02
30	514407.09	2119916.92	69	514133.35	2120111.16
31	514392.168	2119911.12	70	514121.852	2120135.65
32	514375.338	2119913.21	71	514123.54	2120202.05
33	514359.933	2119922.94	72	514120.786	2120212.65
34	514339.287	2119954.02	73	514093.067	2120263.54
35	514333.712	2119957.58	74	514087.538	2120298.48
36	514327.234	2119958.03	75	514113.379	2120347.77
37	514309.295	2119956.01	76	514115.971	2120362.06
38	514287.021	2119946.72	77	514114.155	2120372.59
39	514260.037	2119945.81	78	514116.314	2120384.9
			79	514118.048	2120390.5

Tabla 3.3 Coordenadas de la poligonal ajustada.

El resultado de la corrección de la poligonal es el siguiente:



Figura 3.11 Vista de la poligonal ajustada en Google Earth

Una vez ajustada la poligonal, se procede al cálculo de reservas, dicho cálculo se realizó con 3 softwares diferentes los cuales son:

- Global Mapper
- AutoCAD
- Civil 3D

La elevación que se utiliza más adelante, en los cálculos con los softwares es la elevación de 2330 metros sobre el nivel del mar, esto es debido a una razón operacional, ya que la planta de trituración y clasificación se encuentra situada sobre esta elevación y operacionalmente los equipos sufren un gran desgaste si se pretende que suban cargados, y es por esta razón que los próximos cálculos se utiliza dicha elevación.

A continuación se detalla el procedimiento para cada software para el cálculo de reservas.

3.2 Cálculo de reservas con el software Global Mapper

Para este cálculo se utilizaron las herramientas propias de dicho software, una vez corregida la poligonal como se describió anteriormente, se vuelve a importar la poligonal sobre las curvas de nivel que nos ofrece Global Mapper. (Figura 3.12)

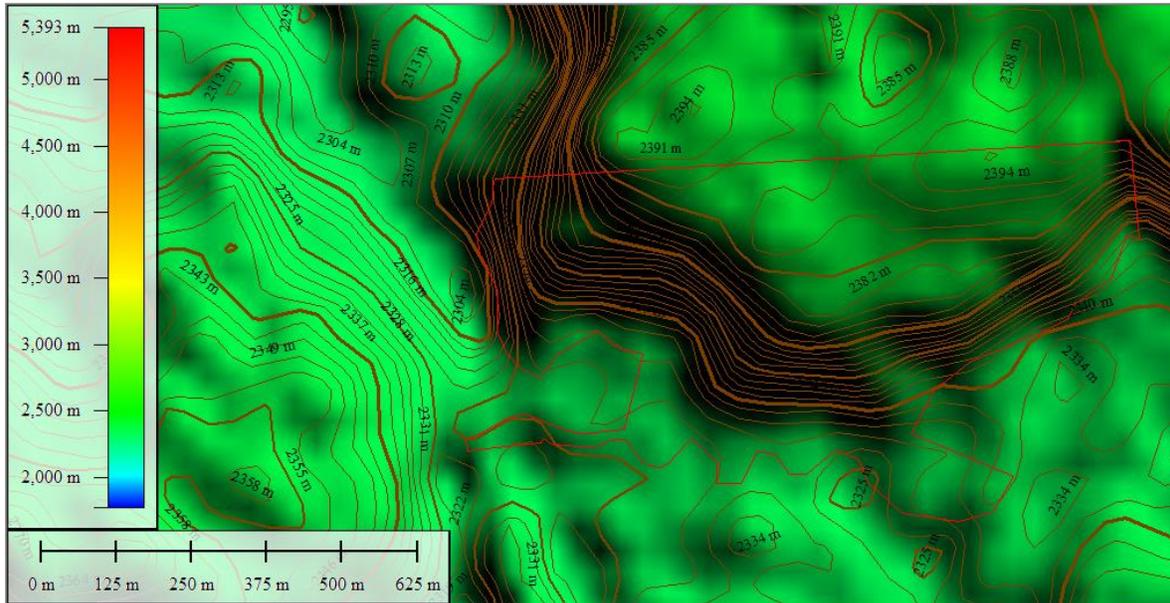


Figura 3.12 Curvas de nivel y poligonal en Global Mapper

Se crea una línea a la mitad de la línea superior de la poligonal, y perpendicular a través de las curvas de nivel que nos interesa calcular, para este caso las que se encuentran dentro de la poligonal que delimita la zona de explotación. (Figura 3.13)

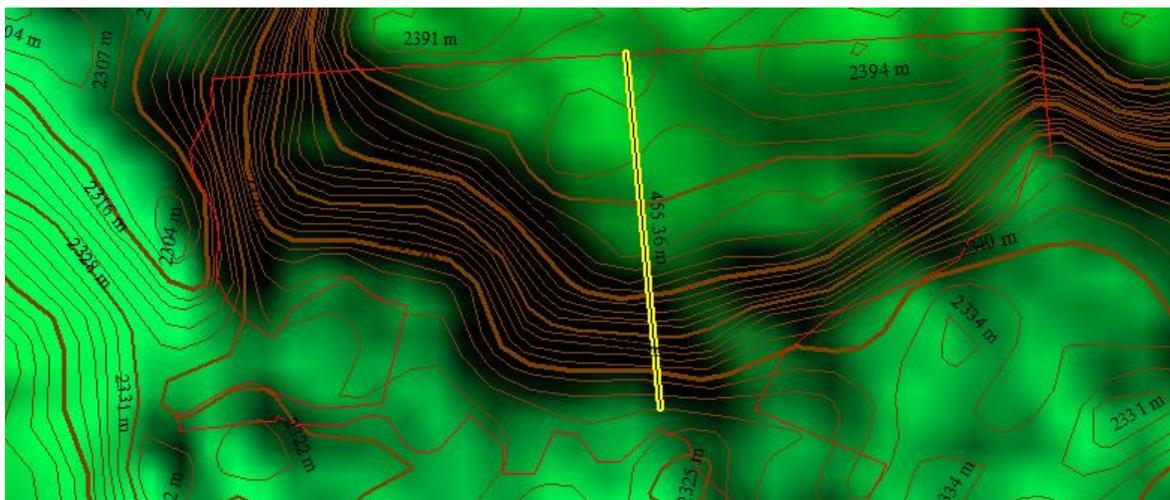


Figura 3.13 Línea auxiliar a lo largo de las curvas de nivel para cálculo de volúmenes

Se hacen los ajustes necesarios dentro del software como el espaciamiento entre el cálculo, el tipo de unidades, elevación sobre el nivel del mar y la extensión a partir de la línea creada. (Figura 3.14)

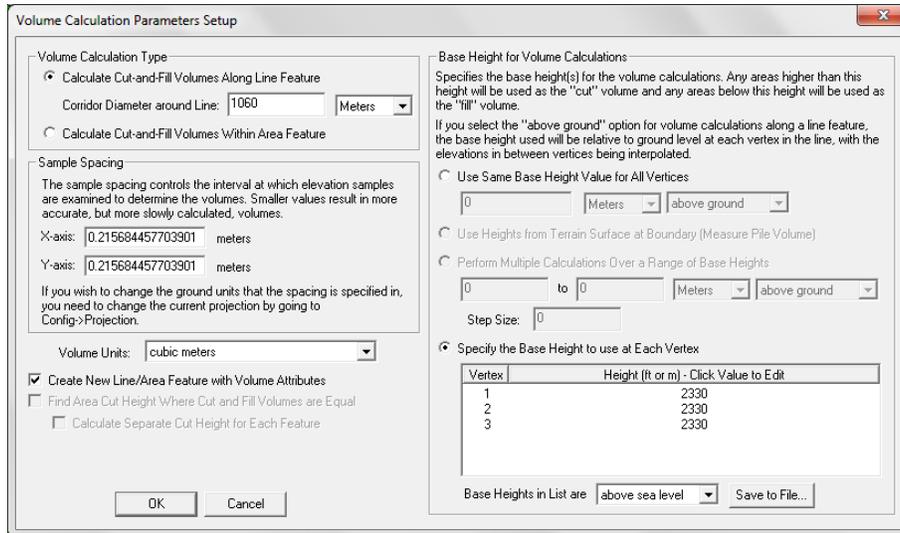


Figura 3.14 Ajustes para el cálculo de volúmenes de Global Mapper.

El resultado es el siguiente.

Volumen de Corte	14'952,873 m³
Superficie de Corte	427,807 m²

Dicho software nos proporciona una herramienta para visualizar nuestra zona de explotación en 3D, inclusive en la figura 3D se puede observar la línea que se dibujó para el cálculo de volumen, así como la poligonal que delimita la zona de explotación. (Figura 3.15)

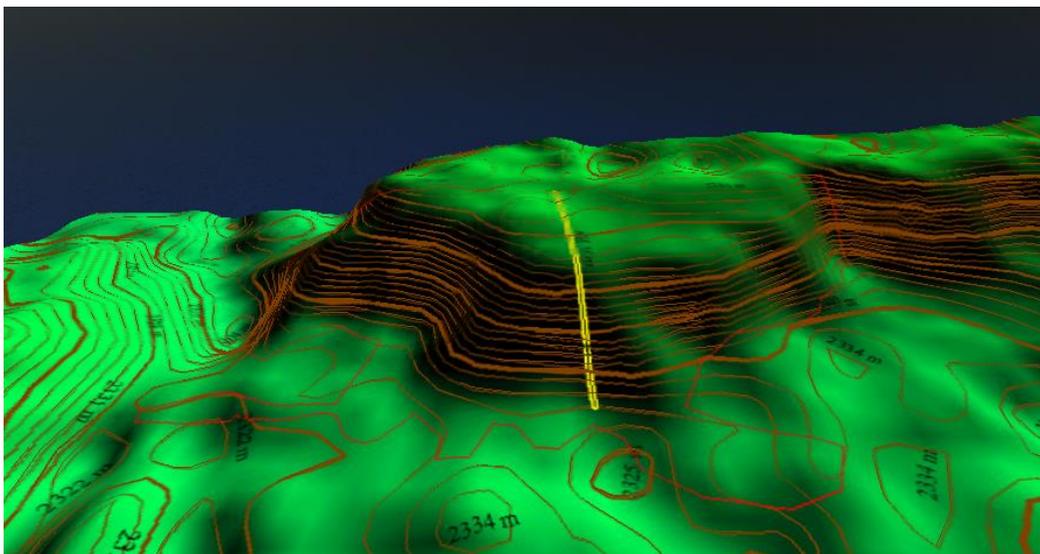


Figura 3.15 Modelo 3D del terreno con Global Mapper.

3.3 Cálculo de reservas con el software AutoCAD

Para este cálculo se utilizó el software AutoCAD y un software complementario del mismo, CivilCAD. Para comenzar este cálculo se importaron las curvas de nivel desde Global Mapper hacia AutoCAD y se sobrepone el polígono del área de explotación. (Figura 3.16)

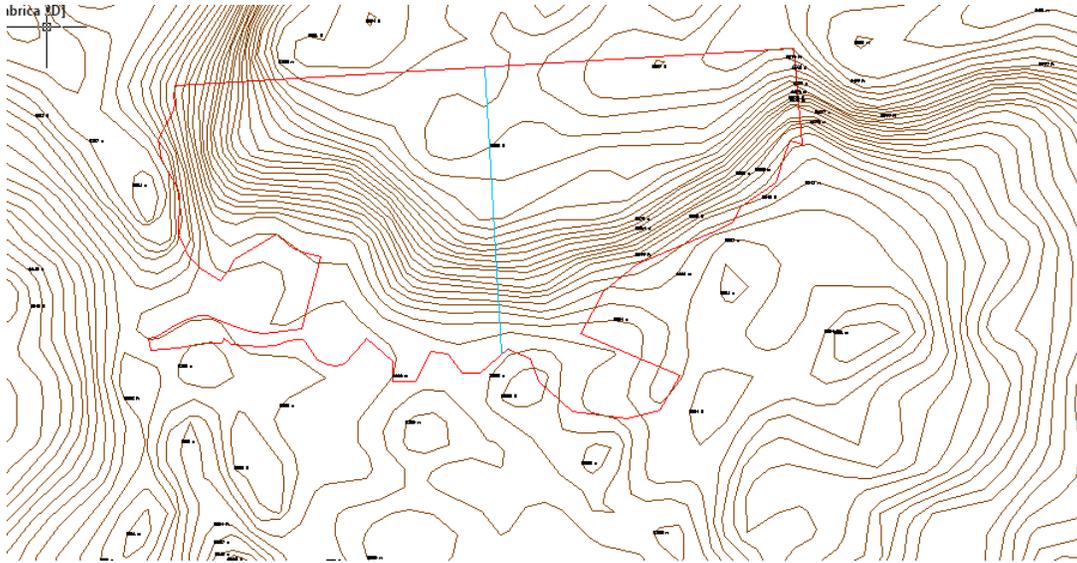


Figura 3.16 Poligonal y curvas de nivel importadas a AutoCAD

El procedimiento se inicia colocando una línea central (azul) y que posteriormente se utiliza como perfil del terreno, utilizando el complemento CivilCAD, se realiza una triangulación en las curvas de nivel, esto para poder utilizar la línea central como la línea base para el cálculo y la triangulación para que el software nos permita realizar los cálculos correspondientes. (Figura 3.17)

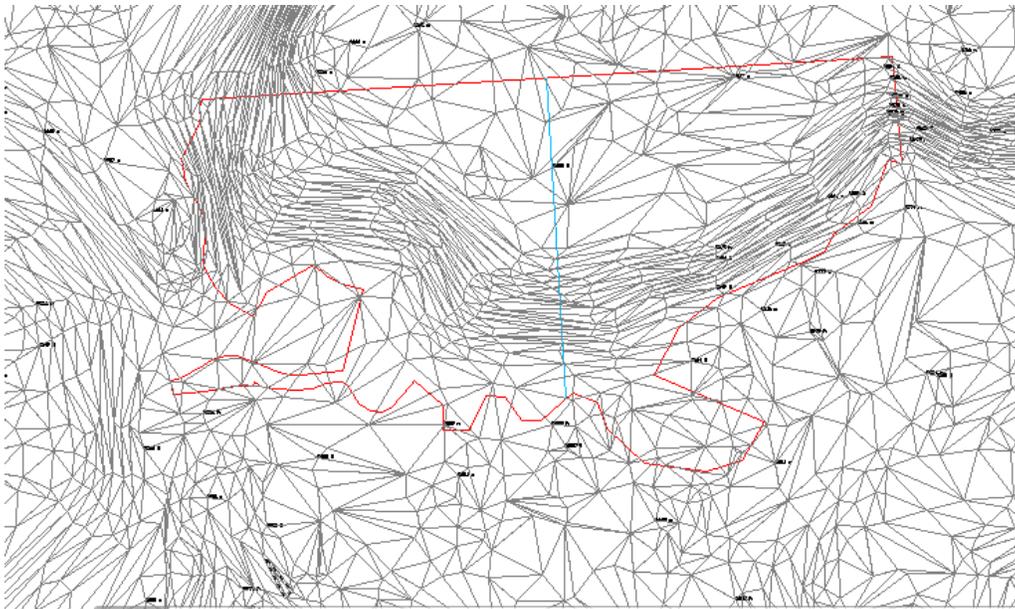


Figura 3.17 Visualización de la triangulación de las curvas de nivel utilizando CivilCAD

El paso siguiente es establecer estaciones de trabajo, esto quiere decir que se tiene que ubicar “líneas” para que el software haga los cálculos basados entre las distancias de dichas estaciones. (Figura 3.18)

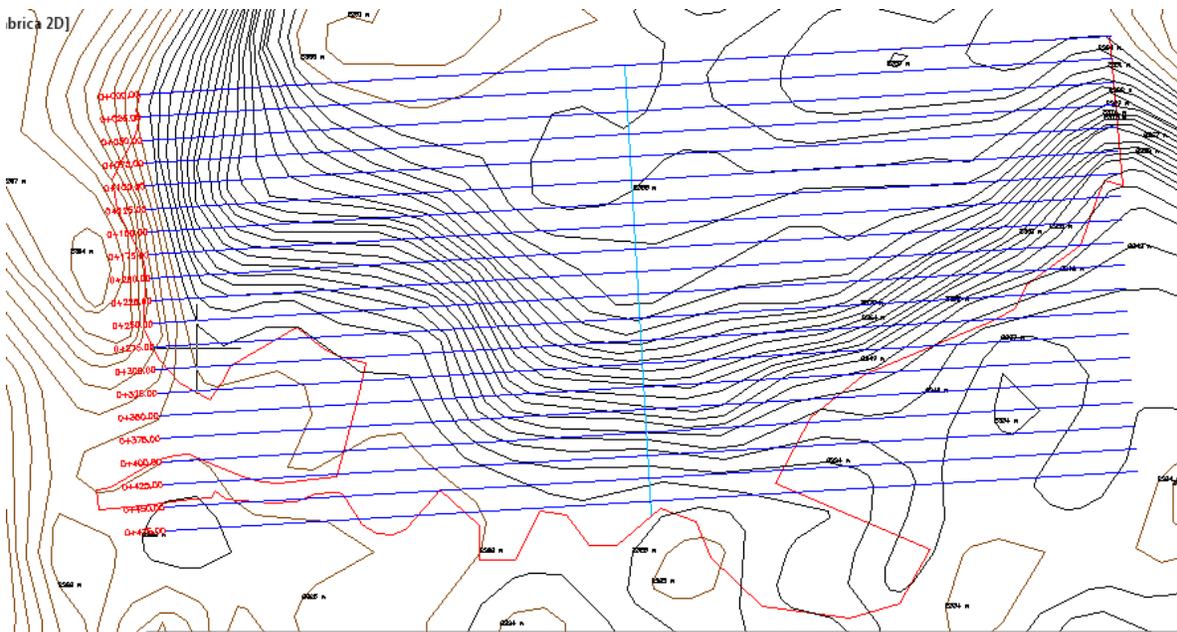


Figura 3.18 Estaciones marcadas cada 20 metros, perpendiculares al perfil del terreno

Como se puede observar en la figura las estaciones (azul rey) cubren toda el área de interés para el cálculo de reservas, para nuestro caso las estaciones se colocaron cada 25 metros de separación entre ellas, por lo tanto nuestras estaciones van en este orden, 0+00m, 0+025m, en ese orden hasta llegar a 0+475m, siendo un total de 20 estaciones de interés.

Lo siguiente es realizar un perfil del terreno, para que funcione como línea base para los cálculos del software, para esto utilizaremos la línea central (azul), el perfil del terreno a partir de la línea central es el siguiente. (Figura 3.19)

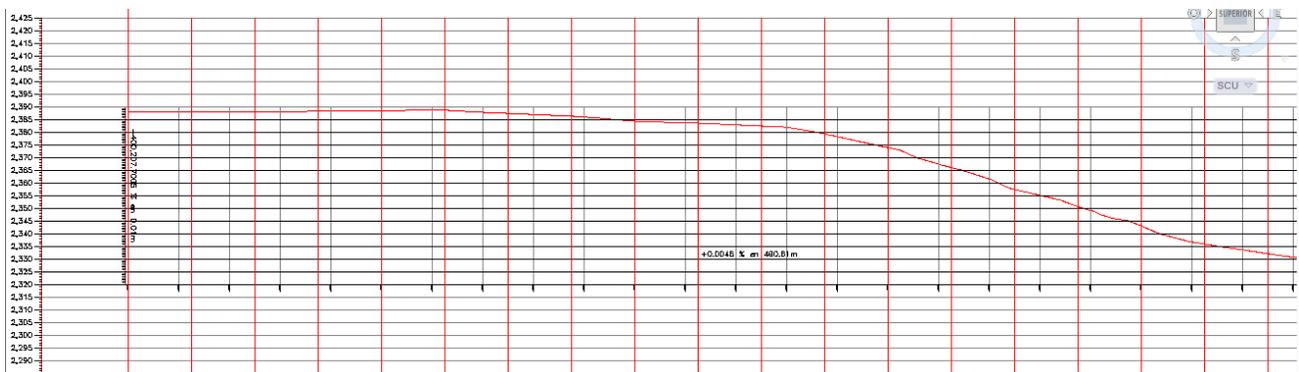


Figura 3.19 Perfil del terreno

En el perfil del terreno podemos observar en el eje de las abscisas las estaciones que se marcaron anteriormente y en el eje de las ordenadas las elevaciones del terreno.

De igual manera dentro del perfil del terreno se debe dibujar un eje para poder indicarle al software desde que perfil o eje se va a calcular el volumen, en este caso se dibujó una línea horizontal sobre la cota 2330 m.s.n.m. por la razón anteriormente mencionada.

Lo siguiente es crear los perfiles de cada estación,(Figura 3.21) estas secciones como se mencionó anteriormente son perpendiculares al perfil del terreno, esto se debe configurar nuevamente para que sea interpretado correctamente, además se tiene que colocar la distancia a partir de la línea central, hacia la derecha y hacia la izquierda de los metros que desean ser medidos, por lo que si nuestra línea central está exactamente posicionada al centro y nuestra línea de interés tiene una longitud de 1030 metros, las distancias de interés son 530m y 530m respectivamente. (Figura 3.20)

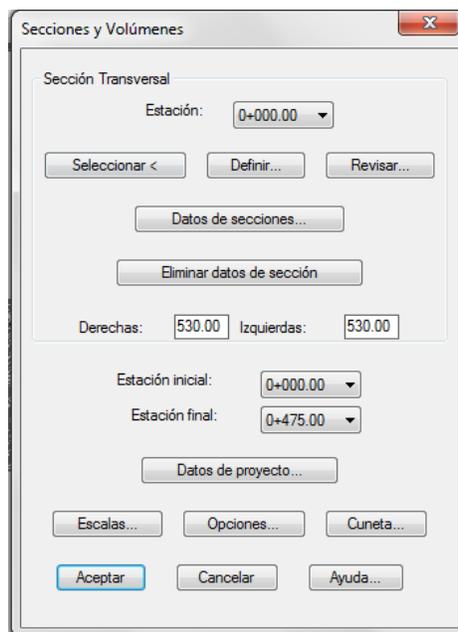


Figura 3.20 Ajustes para el cálculo de volumen con CivilCAD

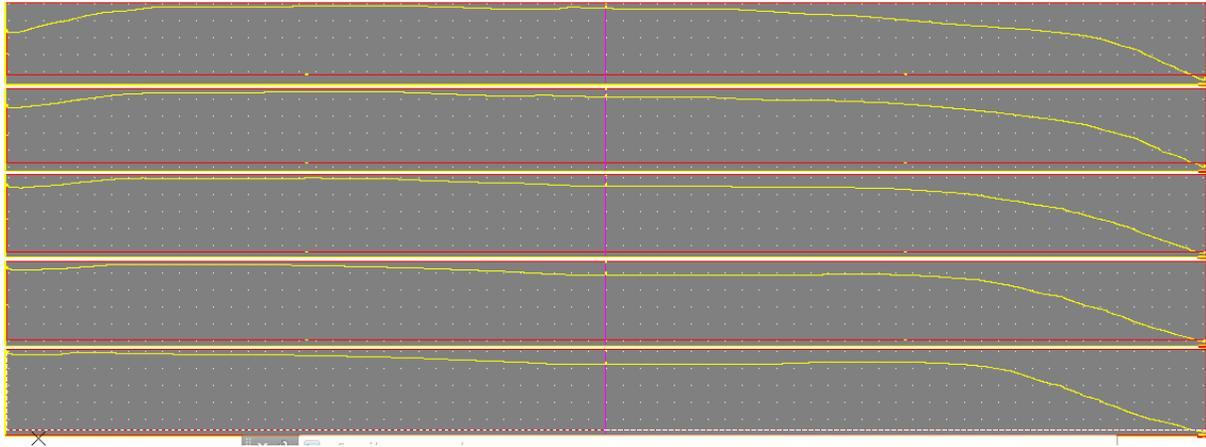


Figura 3.21 Secciones de las estaciones marcadas cada 20 metros

Una vez realizados estos ajustes se crean automáticamente los perfiles de las estaciones y el software nos proporciona el dato de interés (Figura 3.22)

PERFIL
 ESCALA HORIZONTAL 1 : 1000
 ESCALA VERTICAL 1 : 1000
 TOTAL VOLUMEN CORTE = 14,834,366.30m³
 TOTAL VOLUMEN TERRAPLEN = -199,976.78m³

Figura 3.22 Resultado arrojado por CivilCAD

En este caso nuestro dato de interés es el volumen de corte, por lo tanto el volumen de corte que nos proporciona el software AutoCAD con el complemento CivilCAD es de 14'834,366.3 m³

3.4 Cálculo de reservas con el software Civil 3D

El software Civil 3D es un producto perteneciente a la empresa Autodesk, dicho software se puede obtener de forma gratuita en la página de Autodesk, como lo es el software AutoCAD.

Este software es utilizado para modelamiento en 3 dimensiones como su nombre lo indica, trabaja mediante la modelación de superficies a partir de diferentes herramientas, como son, nube de puntos, curvas de nivel, o mismas superficies.

En este caso el procedimiento para el cálculo de volúmenes se hace a partir de la comparación de 2 superficies, la primera es la superficie de interés, en este caso el área de explotación y la

segunda superficie es una superficie de comparación, en este caso, dicha superficie es el polígono del área de explotación con la elevación 2330 m.s.n.m.

El procedimiento para el cálculo de volúmenes es el siguiente:

Lo primero que se debe realizar es importar las curvas de nivel, ya sea directamente desde Global Mapper como se utilizó con AutoCAD, o utilizar las mismas curvas de nivel importadas en AutoCAD, ya que como AutoCAD y Civil 3D son de la misma empresa tienen compatibilidad con algunos dibujos, en este caso si se tiene compatibilidad con las curvas de nivel.

Lo siguiente es “recortar” las curvas de nivel únicamente definidas en el área de explotación, esto se puede hacer de manera muy sencilla con el comando “trim” y seleccionando el polígono del área de explotación como objeto base para recortar las curvas de nivel, así eliminamos del dibujo todas las curvas de nivel que se encuentren fuera del área de explotación.

Únicamente podremos observar en el dibujo las curvas de nivel junto con el polígono con su respectiva elevación. (Figura 3.23)

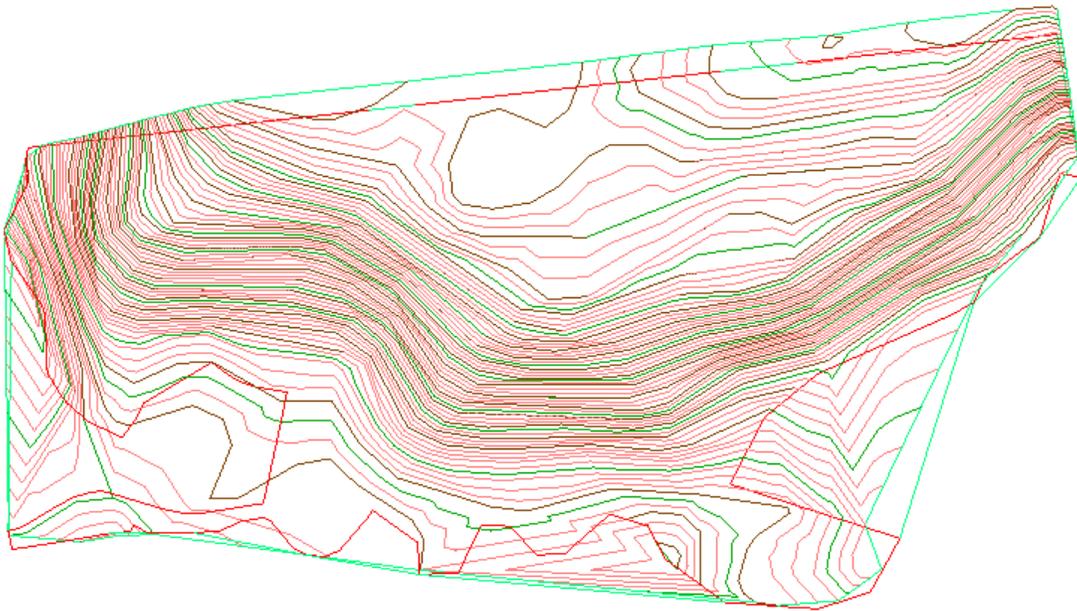


Figura 3.23 Curvas de nivel dentro de la poligonal del área de explotación

Las curvas de nivel que se observan fuera del polígono rojo o el área de explotación, son debido a que el software interpola las mismas curvas de nivel y las completa para poder realizar el cálculo correspondiente.

En las siguientes imagen podemos ver las 2 superficies que se van a comparar, tanto la superficie que está formada a través de las curvas de nivel, y la superficie que se encuentra formada por el polígono del área de explotación. (Figuras 3.24, 3.25 y 3.26)

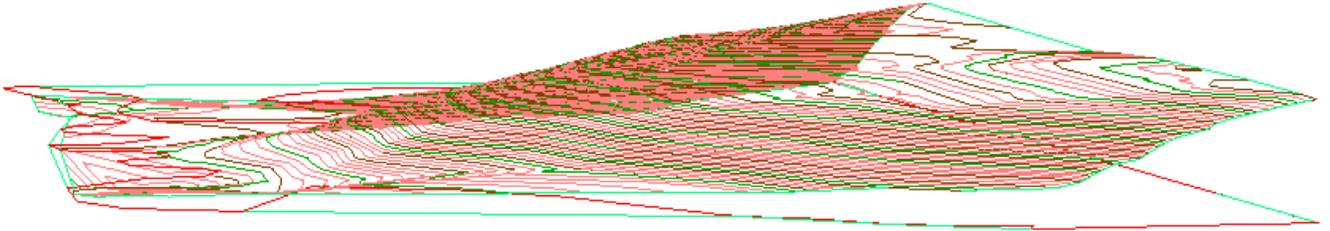


Figura 3.24 Vista de las superficies a comparar desde otro ángulo

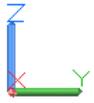
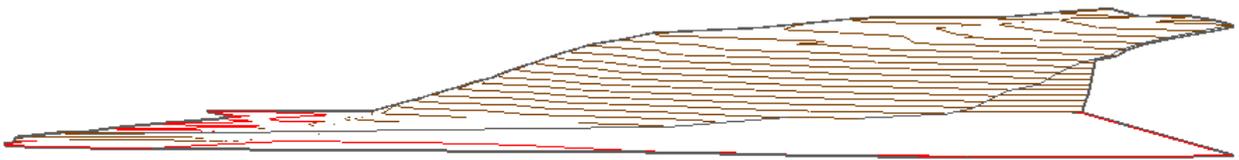


Figura 3.25 Vista lateral de las superficies a comparar

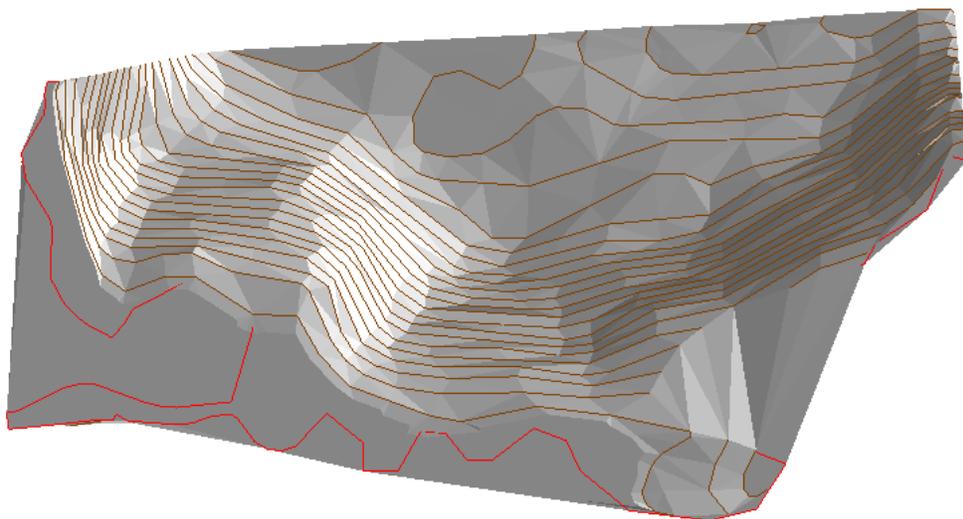


Figura 3.26 Vista con sombreado de las superficies a comparar

El siguiente paso es utilizar el mismo software para realizar la comparación de las superficies y obtener el volumen dentro de las superficies, ya que tenemos una superficie inferior totalmente plana a una elevación determinada, y la superficie con curvas de nivel, con la herramienta “Volumes Dashboards” se puede realizar (Figura 3.27)

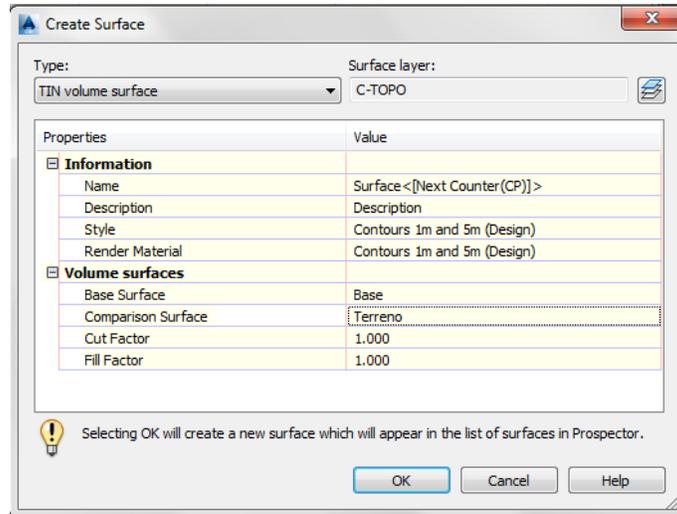


Figura 3.27 Ajustes para el cálculo de volumen con Civil 3D

Como se puede apreciar en la figura anterior se seleccionan las 2 superficies y se coloca el factor de corte, en este caso como es material in situ el factor de corte es 1.0, y el resultado que arroja el software es el siguiente (Figura 3.28)

	B	Mid-Ordinate ...	Cut Factor	Fill Factor	Style	2d Area(sq.m)	Cut(adjusted)(Cu. M.)
Surface5			1.000	1.000	Contours 1...	526043.90	14583529.32

Figura 3.28 Resultado arrojado por el software Civil 3D

Por lo tanto el resultado es:

Volumen de Corte	14'583,529 m³
Superficie de Corte	526,043 m²

También el software arroja una tercera superficie donde se muestra el volumen total que calculó, se puede decir que esta tercera superficie es como la imagen inversa de nuestras curvas de nivel. (Figura 3.29)

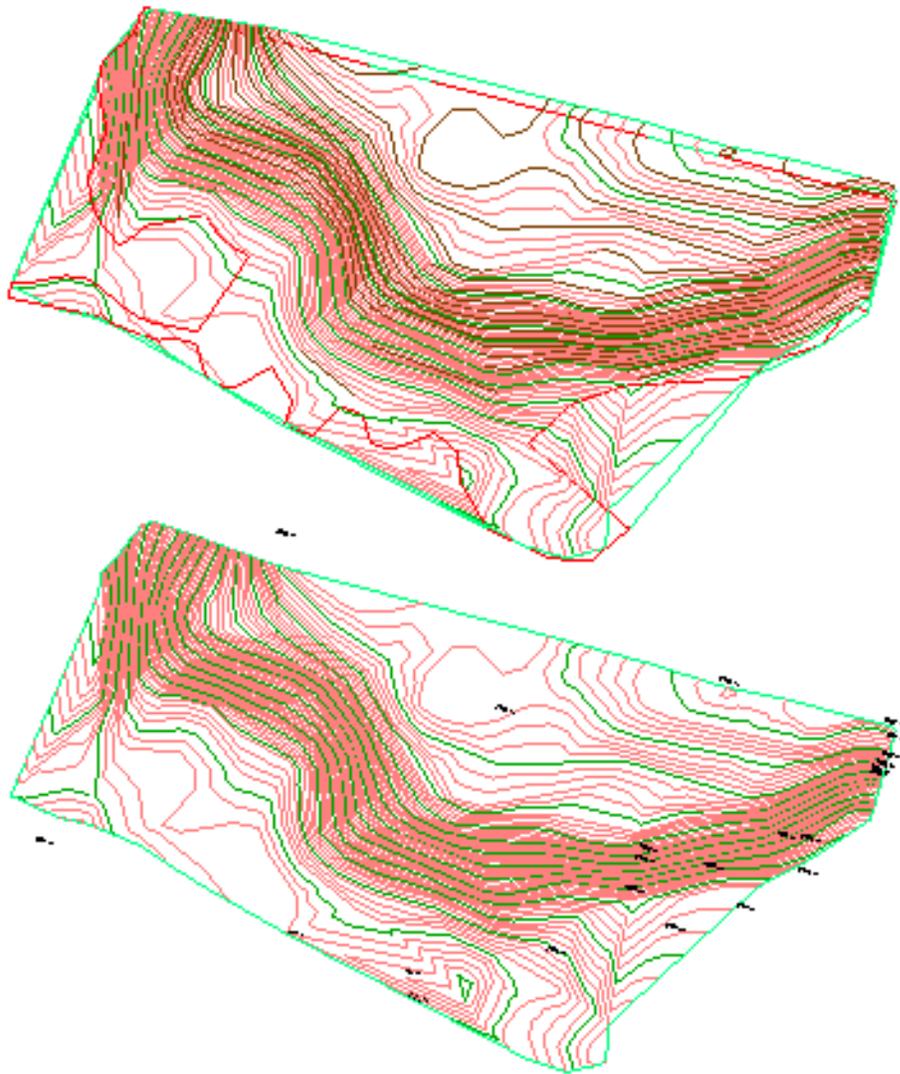


Figura 3.29 Superficie creada a partir de las 2 superficies comparadas

3.5 Cálculo de volumen del área explotada

Es importante conocer el área explotada ya que influye directamente en las reservas, siendo

$$\textit{Reservas minables} = \textit{Reservas totales} - \textit{Reservas explotadas}$$

Anteriormente se calculó las reservas totales, para el cálculo de las reservas explotadas se utilizó un GPS de mano, el procedimiento fue realizar una caminata al pie del talud y sobre todo el banco, para poder así delimitar un frente de ataque y conocer el área que ya se ha explotado.

El GPS de mano trabaja con coordenadas con el datum NAD27, esto es importante ya que al momento de importar la información se debe estar consciente del datum en el cual se está trabajando.

Toda la información que se ha presentado se utiliza el datum WGS84, por lo que se debe hacer el cambio de coordenadas a este datum, esto se realiza fácilmente mediante el software Global Mapper que nos da la opción de subir la información con un diferente datum mientras se trabaja con otro fijo, e importar la información hacia AutoCAD como se ha planteado anteriormente.

Las coordenadas que se levantaron son las siguientes:

# de Coordenada	X (m)	Y (m)	Z (m)	# de Coordenada	X (m)	Y (m)	Z (m)
1	514843	2119779	2330	37	514519	2119928	2339
2	514830	2119787	2330	38	514515	2119933	2342
3	514822	2119783	2330	39	514510	2119940	2342
4	514812	2119777	2330	40	514507	2119946	2341
5	514795	2119770	2330	41	514508	2119956	2342
6	514789	2119766	2330	42	514506	2119965	2342
7	514773	2119764	2330	43	514501	2119970	2342
8	514763	2119774	2330	44	514502	2119978	2341
9	514750	2119776	2330	45	514516	2120001	2342
10	514746	2119785	2330	46	514511	2120003	2342
11	514734	2119786	2330	47	514504	2120015	2342
12	514727	2119789	2330	48	514497	2120022	2342
13	514720	2119790	2330	49	514486	2120022	2342
14	514709	2119787	2330	50	514468	2120020	2342
15	514698	2119788	2330	51	514460	2120021	2342
16	514683	2119792	2330	52	514441	2120011	2342
17	514667	2119794	2330	53	514431	2120015	2342
18	514649	2119801	2330	54	514423	2120013	2342
19	514639	2119798	2330	55	514414	2120009	2342
20	514637	2119797	2330	56	514410	2119996	2342
21	514632	2119794	2330	57	514405	2119967	2341
22	514626	2119795	2330	58	514402	2119953	2341
23	514619	2119795	2330	59	514392	2119937	2341
24	514616	2119799	2334	60	514384	2119929	2341
25	514609	2119801	2334	61	514272	2119916	2343
26	514604	2119809	2330	62	514257	2119908	2342
27	514593	2119817	2330	63	514240	2119903	2340
28	514580	2119821	2334	64	514231	2119909	2338
29	514587	2119841	2330	65	514218	2119922	2333
30	514590	2119854	2330	66	514217	2119927	2330
31	514600	2119895	2322	67	514210	2119931	2330
32	514593	2119886	2322	68	514209	2119933	2330
33	514524	2119900	2322	69	514209	2119938	2332
34	514524	2119900	2338	70	514206	2119940	2331
35	514522	2119909	2339	71	514202	2119941	2331
36	514522	2119920	2341	72	514189	2119937	2331

Tabla 3.4 Levantamiento con GPS de mano del frente de ataque.

Los volúmenes obtenidos son:

$$V1 = 176,561.48 \text{ m}^3$$

$$V2 = 35,425.079 \text{ m}^3$$

$$V3 = 119,805.03 \text{ m}^3$$

$$V4 = 31,724.615 \text{ m}^3$$

$$V5 = 9,719.3045 \text{ m}^3$$

Por lo tanto la suma de todos los volúmenes nos proporciona el volumen total explotado

$$Vt = V1 + V2 + V3 + V4 + V5$$

$$Vt = (176,561.48 + 35,425.079 + 119,805.03 + 31,724.615 + 9,719.3045) \text{ m}^3$$

$$Vt = 373,235.5 \text{ m}^3$$

3.6 Resumen cálculo de reservas

Los volúmenes obtenidos fueron:

Software Utilizado	Volumen Obtenido
Global Mapper	14'952,873 m ³
AutoCAD con CivilCAD	14'834,366.3 m ³
Civil 3D	14'583,529 m ³

Tabla 3.5 Volúmenes obtenidos por diferentes softwares

Cómo podemos observar los cálculos de volúmenes fueron respectivamente los mismos, para los siguientes cálculos se utiliza el de menor magnitud para no sobrevalorar las reservas.

Las reservas in situ son:

$$\text{Reservas in situ} = \text{Reservas totales} - \text{Reservas explotadas}$$

$$\text{Reservas in situ} = (14'583,529 - 373,235.5) \text{ m}^3$$

$$\text{Reservas in situ} = 14'210,293.5 \text{ m}^3$$

4. PROCESO DE PRODUCCIÓN ACTUAL

El ciclo de producción siguiente:



Figura 4.1 Ciclo de operación actual

4.1 Extracción

La producción del material, se realiza mediante desgarre mecánico con una excavadora situada al pie del banco, la herramienta con la que se desgarra la roca in situ es el mismo cucharón o un martillo (Figura 4.2)



Figura 4.2 Uso de martillo hidráulico para desprender la roca

Esta operación, tal como se realiza puede ser de gran peligro para el operador, ya que al extraer material de una parte inferior del banco se puede llegar a desestabilizar y provocar caídas de roca que pueden causar un accidente.

La producción se mide mensualmente, la producción media de la unidad es de 8200m³ mensuales, únicamente se labora de lunes a viernes y los sábados medio día.

Por lo que la producción diaria, considerando 24 días operacionales es de 342 m³.

No se tiene un método estrictamente ordenado para la explotación del banco, ya que la extracción del material se hace únicamente por la necesidad del tipo de material y por la facilidad de extracción en determinadas áreas. (Figuras 4.3 y 4.4)

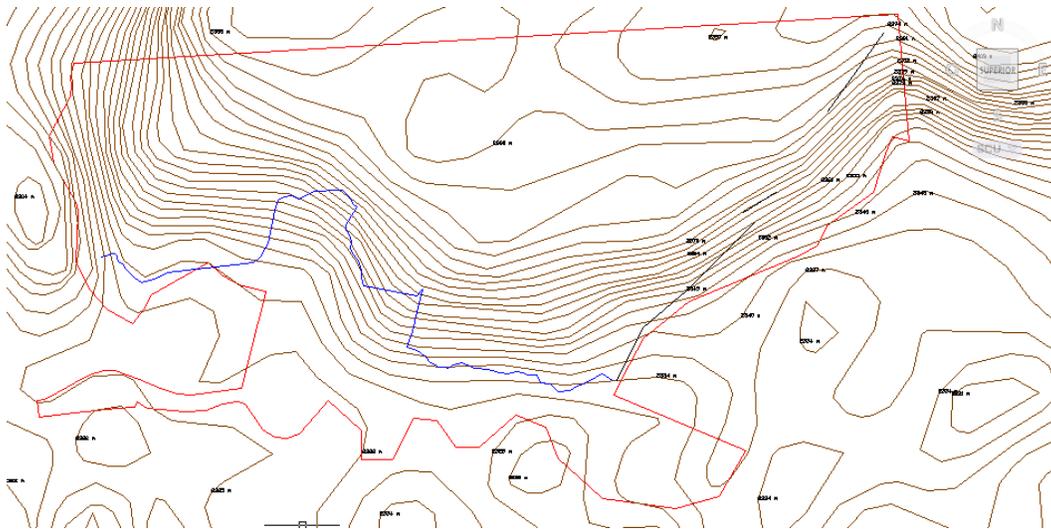


Figura 4.3 Frente de ataque sin dirección preferencial

La línea azul representa el frente de ataque, como se vio anteriormente para el cálculo de reservas, como se puede apreciar no tiene un orden definido.



Figura 4.4 Extracción sin planeación

4.2 Rezagado y Acarreo

El rezagado se realiza mediante la misma excavadora que realiza la producción, si es que cuenta con el cucharón, de otra manera el rezagado puede ser mediante otra excavadora auxiliar o cargadores frontales.

El acarreo se realiza mediante camiones tipo torton de 14m³, dependiendo de la lejanía a la planta de trituración y cribado, si se encuentra relativamente cerca, menor a 200 metros lineales y en terreno plano el acarreo se realiza con cargadores frontales. (Figura 4.5 y 4.6)



Figura 4.5 Acarreo con cargador frontal, menor a 200 metros



Figura 4.6 Distancias de acarreo, cargador frontal (Rojo), Camiones (Azul)

En la figura podemos apreciar las distancias que deben de recorrer, tanto los camiones en las rutas azules y los cargadores frontales en la ruta roja, las distancias de la ruta son, para la ruta de camión que va de la planta hacia el lado oeste del banco es de aproximadamente 400 metros, mientras que la ruta que va desde la planta hacia el lado este del banco es de aproximadamente 630 metros, la ruta roja o la ruta del cargador frontal tiene una longitud de 130 metros.

4.3 Planta de trituración y cribado

Una vez desgarrado el material es transportado hacia la planta de trituración y cribado, el material se recibe en la tolva de gruesos, donde pasa a un alimentador vibratorio, este alimentador puede clasificar 2 tipos de material, el despolvo y material de 6.35cm (2 ½”), el material que no se clasifica pasa a las parrillas con una separación aproximada de 1 metro, pasa a una trituración primaria por medio de una quebradora de quijada con abertura de 76cmx100cm (30’x40’), con una capacidad de trituración aproximada de 100 m³/h.



Figura 4.7 Tolva de gruesos y trituración primaria con una quebradora de quijada



Figura 4.8 Zona de trituración y clasificación primaria

El material de 6.35 cm (2 ½") pasa por una banda hacia una criba de 6.35 cm (2 ½"), el producto que se clasifica por esa criba es un producto final, combinación de despolvo y grava de 6.35 cm (2 ½"), el material mayor a esta granulometría se recircula hacia la trituración secundaria junto al producto de la trituración primaria.



Figura 4.9 Criba de 6.35 cm (2 ½")

El producto de la trituración primaria junto al producto del cribado anterior son transportados mediante una banda transportadora a la trituración secundaria, son recibidos por una criba vibratoria de 4 camas, la cual tiene aberturas de 7.62 cm (3"), 3.8 cm (1½"), 1.9cm (3/4"), 0.6cm (1/4"). El producto cribado de las ultimas 3 camas es producto final. El material cribado a 0.6cm (1/4") puede ser cribado a 0.47cm (3/16") para tener una arena bien clasificada.



Figura 4.10 Criba vibratoria de 4 camas

El material que no logra clasificarse en la primera cama (7.62cm), se envía hacia una trituración secundaria con una quebradora de cono symons con abertura de 13.97cm (5½”), el material que está entre la malla 7.62 cm (3”) y 3.8 cm (1½”) se envía a una trituración terciaria con una quebradora symons, con abertura de 11.4cm (4¼”) respectivamente.



Figura 4.11 Quebradoras de cono y bandas transportadoras

El producto de las quebradoras de cono es llevado mediante bandas transportadora hacia 2 cribas, el producto de la quebradora con abertura de 13.97cm (5½”) se criba con una abertura de 7.62 cm (3”), si logra pasar esta malla entonces es un producto final, el producto de la otra quebradora de cono se criba con una abertura de 3.8 cm (1½”), si logra pasar esta malla entonces es un producto final, el material que no logra pasar las 2 cribas anteriores se recircula.

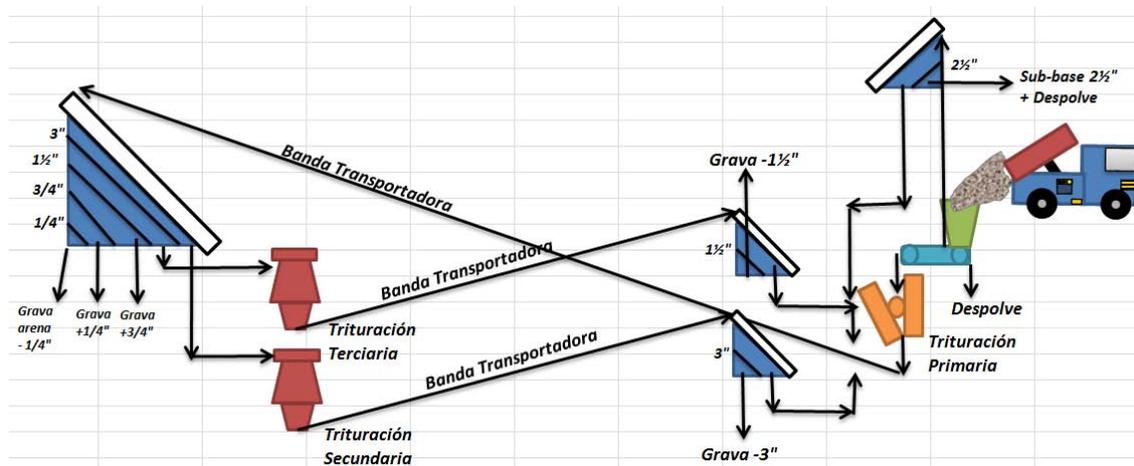


Figura 4.12 Diagrama de flujo (creación propia)

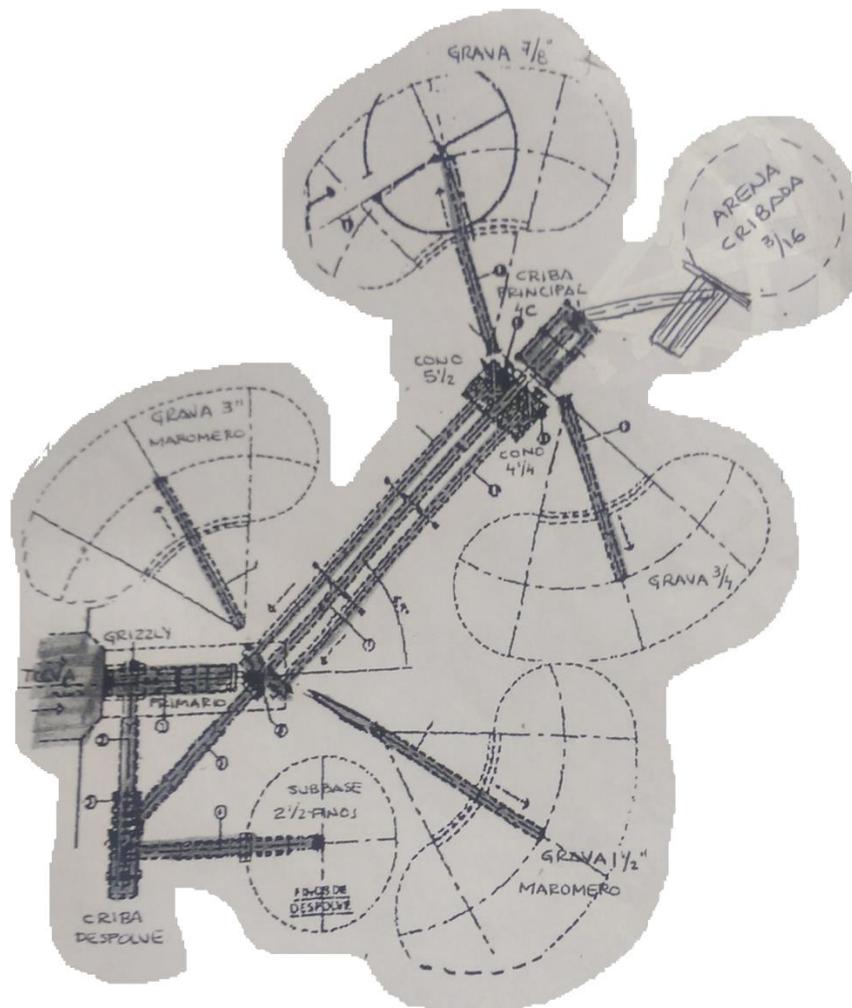


Figura 4.13 Planta de trituración y cribado vista en planta (fuente: mina San Luis)

Todos los materiales que son productos finales son transportados mediante el uso de “transportadores maromeros”, estos son bandas transportadoras semifijas que pueden tener la inclinación necesaria para cargar directamente a camiones o recircular a la planta de trituración.



Figura 4.14 Transportadores maromeros

La configuración general de la planta es la descrita anteriormente, esta puede variar dependiendo la granulometría que se desea obtener, esto está en función de pedidos especiales que se generan. La planta de trituración y cribado es muy versátil en cuanto este aspecto.

4.4 Almacenamiento y venta

Una vez triturado y clasificado el material según las necesidades del cliente y las necesidades de tener diferente granulometría dentro del stock se lleva a un patio de almacenamiento. (Figura 4.15)

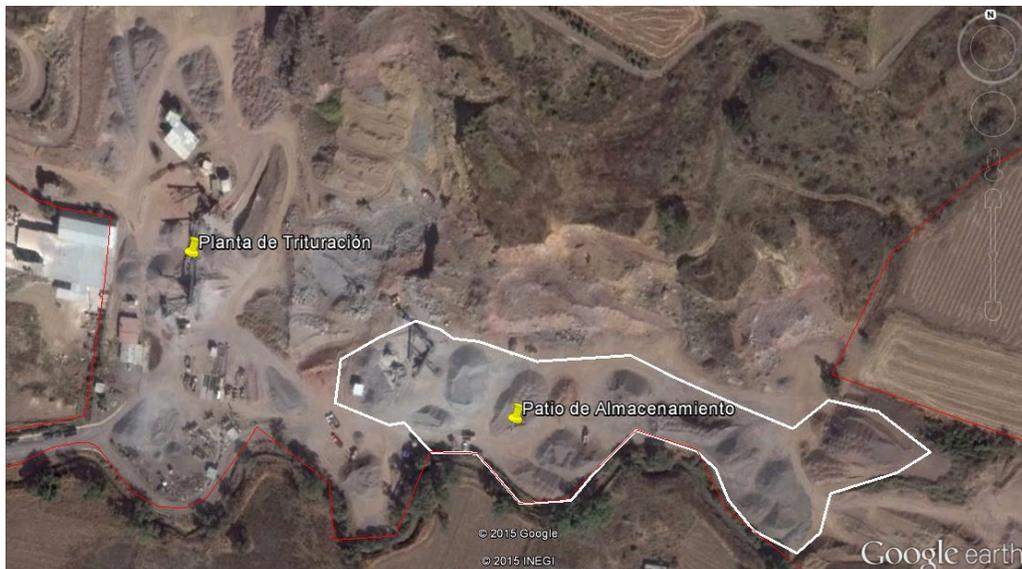


Figura 4.15 Patio de almacenamiento vista desde Google Earth



Figura 4.16 Patio de almacenamiento

En el patio de almacenamiento se tiene una gran cantidad de material acumulado, esto es positivo y negativo al mismo tiempo, es positivo debido a; cuando se presente un cliente con alguna especificación de material, simplemente se hace el compósito o la mezcla para obtener dicho pedido, ya que se tiene una gran diversidad de granulometría en el patio de almacenamiento.

En negativo debido a que tener un patio de almacenamiento tan grande, es tener la producción detenida, lo que repercute directamente en las utilidades o ganancias económicas de la empresa.

El embarque en sí es inexistente, ya que los camiones con los que cuenta la empresa son utilizados internamente para la producción del material.

El embarque se realiza con camiones pertenecientes a los mismos clientes.

5. PROPUESTA DEL MÉTODO DE MINADO

El método que se propone a continuación es el método de minado de ladera con banqueo descendente, bancos de 10 metros y un talud de trabajo de 75° y un talud final de 65°.

Minado de ladera; Se conoce al minado de ladera a aquel minado con banqueo descendente en el cual se accede a bancos de explotación mediante caminos secundarios, los bancos van creciendo al adentrarse al yacimiento hasta que se decide ascender al siguiente nivel cuando se llega a una altura dada, por lo que el avance es frontal³

Se propone con un avance frontal y con altura creciente, con un banco individual.

El minado de ladera con avance frontal, tiene ventajas como, la facilidad de aplicación del método, el transporte del material es por gravedad hasta el pie del banco en los bancos con menor elevación, se puede realizar la restauración del talud final a medida que se van explotando los bancos.

Las desventajas de aplicación son, mayores distancias de acarreo al inicio de la explotación, pero la distancia de explotación disminuirá a medida que la explotación avance.

5.1 Caminos

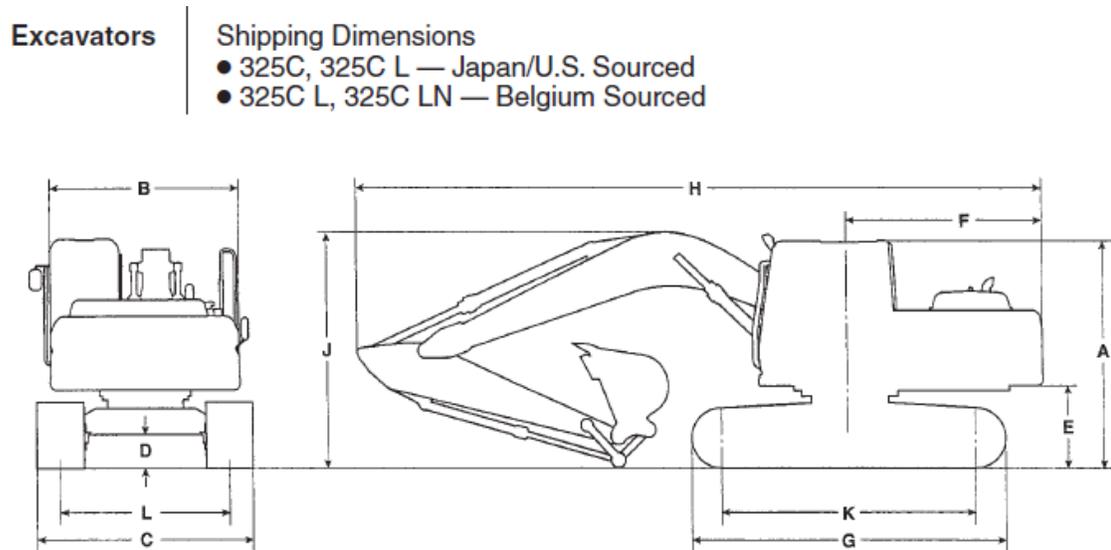
La unidad ya cuenta con un camino desde el pie del banco hasta la elevación con mayor valor del terreno, este camino se encuentra ubicada al poniente del banco.

El primer paso, es el diseño de un camino nuevo, esto para que se tenga acceso al banco por los 2 lados, esto permite una mayor facilidad en la operación, nos proporciona dos frentes de ataque más y proporciona mayor seguridad.

Para determinar el ancho de camino del anteriormente propuesto se necesita establecerlo, mediante las medidas de equipo más ancho, su excavadora modelo 325C de CATERPILLAR.

³ Apuntes del Ing. Carlos Altamirano Álvarez

El ancho de la excavadora es 2.9 m (Figura 5.1)



Japan/U.S. Sourced

	325C Reach		325C Mass		325C L Reach		325C L Mass	
	mm	ft	mm	ft	mm	ft	mm	ft
A	3040	10'0"	3040	10'0"	3040	10'0"	3040	10'0"
B	2900	9'6"	2900	9'6"	2900	9'6"	2900	9'6"
C	2990	9'10"	2990	9'10"	3190	10'6"	3190	10'6"
D	480	1'7"	480	1'7"	480	1'7"	480	1'7"
E	1110	3'8"	1110	3'8"	1110	3'8"	1110	3'8"
F	3050	10'0"	3050	10'0"	3050	10'0"	3050	10'0"
G	4360	14'4"	4360	14'4"	4660	15'3"	4660	15'3"
H	10 340	33'11"	9710	31'10"	10 340	33'11"	9710	31'10"
J*	3260	10'8"	3460	11'4"	3260	10'8"	3460	11'4"
K	3490	11'5"	3490	11'5"	3800	12'6"	3800	12'6"
L	2390	7'10"	2390	7'10"	2590	8'6"	2590	8'6"

Figura 5.1 Medidas de la excavadora CAT 325C, (fuente: Manual de rendimiento de Caterpillar)

El ancho del camino se puede calcular con la siguiente formula

$$A = a(0.5 + 1.5n)$$

Siendo

A= Ancho total del camino

a= Anchura del vehículo

n= Número de carriles deseados

Por lo tanto

$$A = 2.9m(0.5 + 1.5(1))^4$$

$$A = 2.9m(2)$$

$$A = 5.8 m \rightarrow 6 m$$

Esto significa que, en pistas de un solo carril, tanto a la izquierda como a la derecha de cada vehículo debe dejarse una separación de seguridad equivalente a la mitad de anchura de éste.

El camino de acceso se propone en el lado este del banco, esto es porque ya se cuenta con un camino de acceso por el lado oeste del banco. Así el banco tendrá 2 caminos de acceso, esto asegura una mayor seguridad y movilidad de los equipos. (Ver figura)

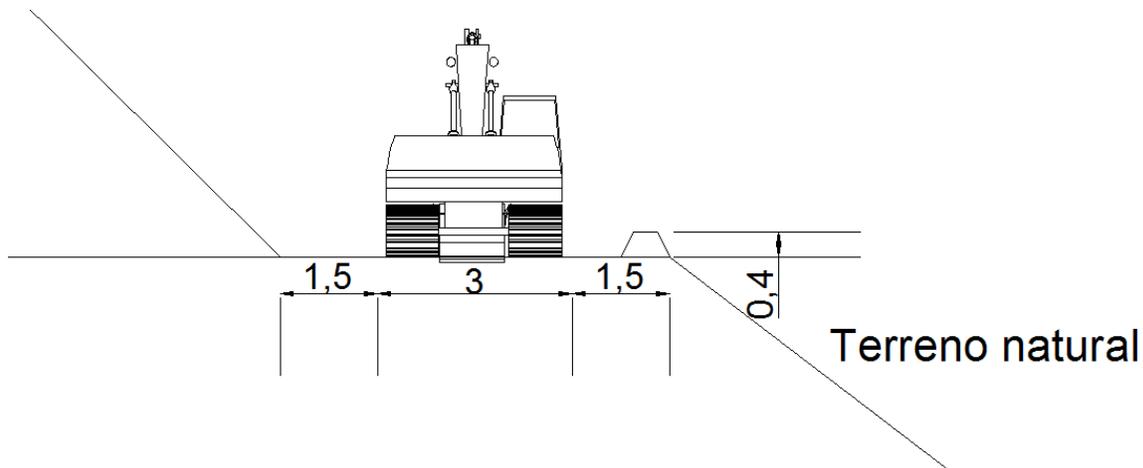


Figura 5.2 Camino propuesto (Creación propia)

La banqueta de seguridad se considera de al menos la mitad de la llanta del equipo que circula en el camino, en este caso la altura de la berma es 0.4 metros correspondiente a la mitad del tamaño de las orugas de la excavadora.

La pendiente de los tramos del camino propuesto oscila entre 0 y +12%, para asegurar que los equipos sobre neumáticos no sean forzados innecesariamente, las excavadoras pueden ser forzadas a una mayor inclinación o pendiente, casi del 60%.

La longitud del camino propuesto es de 570 metros, con diferentes rumbos e inclinaciones. (Figura 5.3)

⁴ Diseño de explotaciones de cantera, 2007, Juan Herrera Herbert

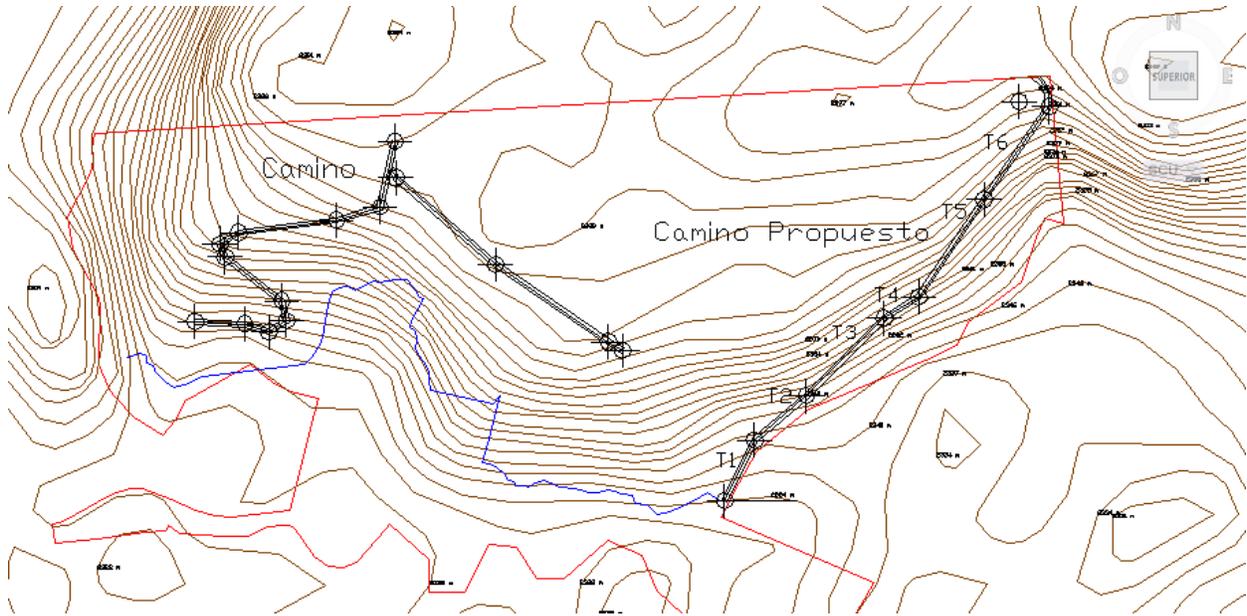


Figura 5.3 Longitud total del camino propuesto, vista en planta

Los tramos son;

Tramo	Distancia (m)	Rumbo	m(%)	Coordenada Inicial (m)			Coordenada Final (m)		
				X	Y	Z	X	Y	Z
1	74.6	NE26	10	514813.479	2119985.21	2331.0	514846.709	2120052.1	2341.5
2	73.4	NE49	10	514846.709	2120052.1	2341.5	514903.84	2120101.28	2349.0
3	121.5	NE45	9.8	514903.84	2120101.28	2349.0	514989.99	2120186.97	2361.0
4	44.8	NE59	0	514989.99	2120186.97	2361.0	515028.259	2120210.25	2361.0
5	129.6	NE34	11.6	515028.259	2120210.25	2361.0	515100.258	2120318.11	2376.0
6	125.5	NE35	12	515100.258	2120318.11	2376.0	515172.405	2120420.77	2391.0

Tabla 5.1 Coordenadas y longitudes del camino propuesto

En la siguiente imagen podemos ver la distribución de los tramos del camino.

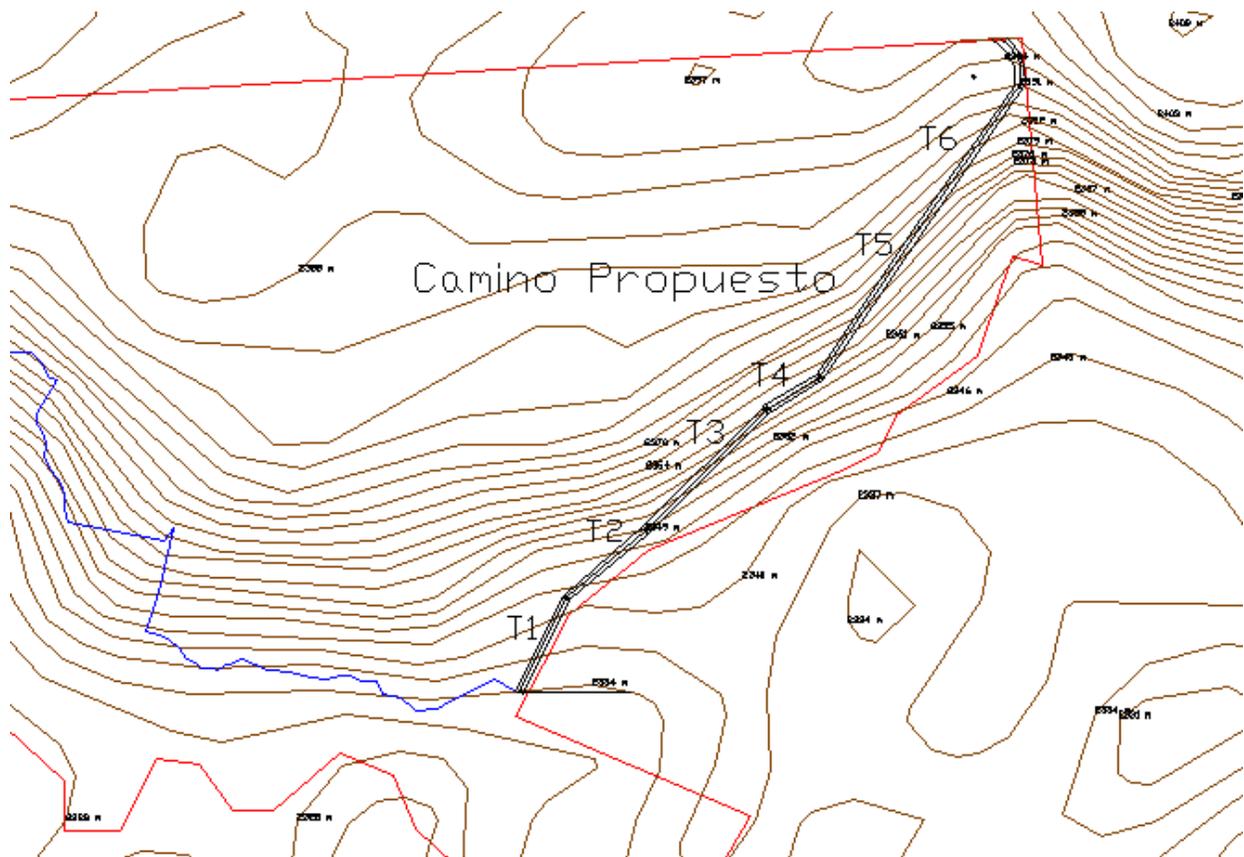


Figura 5.4 Detalle de los tramos del camino propuesto

5.2 Preparación del terreno

Una operación que se puede realizar a la par de la construcción del camino es la preparación del terreno o también llamado despalme, como se puede apreciar en la figura, existe un área sin vegetación, esto puede ser debido a que ese terreno se utilizó como zona de agricultura. El despalme que será removido de la zona restante se trasportará a una zona especial, la unidad ya cuenta con un pequeño vivero donde se replanta la flora nativa. Por lo que se recomienda hacer el transporte de la flora hacia el vivero. (Figuras 5.5 y 5.6)



Figura 5.5 Zona sin vegetación y localización del vivero



Figura 5.6 Vista del vivero

5.3 Geometría del banco propuesto

La geometría del banco consiste en:

1. Orientación del banco
2. Talud de trabajo
3. Talud del banco
4. Talud final
5. Altura del talud
6. Altura final del banco

5.3.1 Orientación del banco

La orientación del banco propuesta es la misma que la línea final que delimita el área de explotación, la cual es NE3°, esto es para que al terminar la explotación, el rumbo del banco y el límite de la zona de explotación sean paralelos y se tenga mejor control para no sobrepasar dicha área y ocasionar futuros problemas.

5.3.2 Talud de trabajo y final.

El talud de trabajo que se propone se basa en la tabla⁵: inclinación del talud según el tipo de roca.

Tipo de Roca	Inclinación Talud Tan(β)
I IGNEAS	
Granito, basalto, andesita	2 a 5
II SEDIMENTARIAS	
Arenisca masiva y caliza	2 a 4
Interestratificada	1.3 a 2
Arcillolita y Limonita	1 a 1.3
III METAMORFICAS	
Gneis, Esquistos, Mármol	2 a 4
Pizarra	1.3 a 2

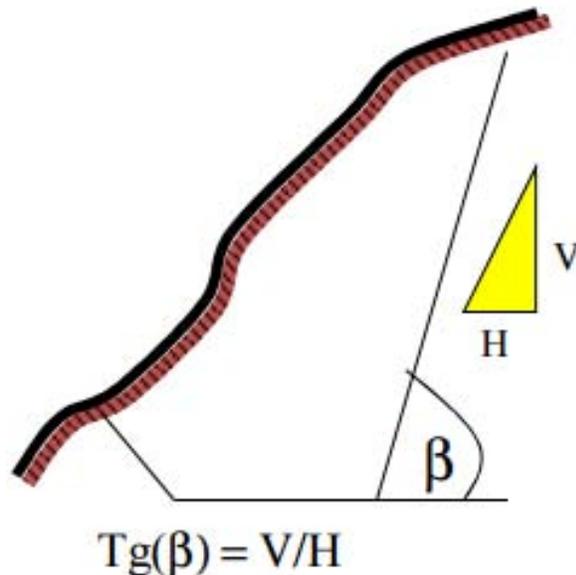


Tabla 5.2 Inclinación del talud según el tipo de roca

⁵ Pontificia Universidad Católica de Valparaíso, grupo de geotecnia.

Por lo tanto el rango que se puede manejar es

$$\text{angtan}(5) \geq \beta \geq \text{angtan}(2)$$

$$78.6^\circ \geq \beta \geq 63.4^\circ$$

El talud de trabajo que se propone es de 75°

El talud final propuesto es de 65° , esto es para aumentar la estabilidad una vez terminada la explotación. La berma en la configuración final es del 2.0 metros y una altura aproximada de 65 metros (Ver figura)



Figura 5.7 Detalle del talud final propuesto

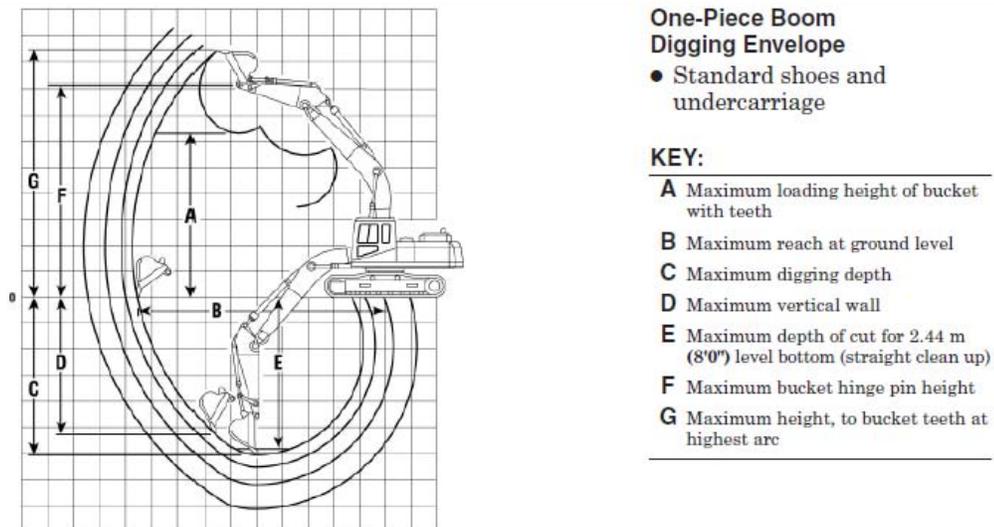
Esto influye en las reservas minables ya que no se podrá minar el área compuesta por el talud final, dicha área tiene un valor de 837 m^2 , el volumen que ocupa a lo largo de todo el extremo de la poligonal es

$$V = 837 \text{ m}^2 * 1100 \text{ m} = 920,700 \text{ m}^3$$

$$\text{Reservas minables} = 14'210,293.5 \text{ m}^3 - 920,700 \text{ m}^3 = 14'209,372.8 \text{ m}^3$$

Los bancos que se proponen son de 10 metros, como se puede observar en la figura anterior, se decide esta altura debido al alcance de las excavadoras.

Tienen un alcance promedio de 9.6m sin carga (Figura 5.8), por lo que podrán configurar bien el banco sin ningún problema, no se toman bancos de 5 metros ya que duplicaría la cantidad de bancos en la cantera y no se toman en cuenta bancos de 15 metros por el alcance de los equipos.



Stick	325C, 325C L with Reach Boom						325C, 325C L with Mass Boom					
	2 m	6'7"	2.65 m	8'8"	3 m	9'10"	3.2 m	10'6"	2.5 m	8'2"	3.2 m	10'6"
	m	ft	m	ft	m	ft	m	ft	m	ft	m	ft
A	6.31	20'8"	6.89	22'7"	7.01	23'0"	7.11	23'4"	6.10	20'0"	2.03	6'8"
B	9.52	31'3"	10.01	32'10"	10.32	33'10"	10.51	34'6"	9.35	30'8"	9.88	32'5"
C	6.06	19'11"	6.54	21'5"	6.89	22'7"	7.09	23'3"	6.01	19'9"	6.54	21'5"
D	5.26	17'3"	5.84	19'2"	6.13	20'1"	6.40	21'0"	5.21	17'1"	5.12	16'10"
E	5.83	19'2"	6.35	20'10"	6.72	22'1"	6.92	22'8"	5.81	19'1"	6.38	20'11"
F	7.97	26'2"	8.38	27'6"	8.50	27'11"	8.59	28'2"	7.76	25'6"	8.17	26'10"
G	9.46	31'0"	9.74	31'11"	9.85	32'4"	9.95	32'8"	9.24	30'4"	9.43	30'11"

Figura 5.8 Alcance máximo de la excavadora 325C para el diseño del banco (fuente: Manual de rendimiento de Caterpillar)

5.4 Descripción del método de explotación

El método de minado, después de la preparación del terreno, comienza por definir los bancos que se pretenden minar, como se proponen bancos de 10 metros, y la topografía del terreno lo permite, estos se pueden definir de forma ascendente, resultando con bermas de aproximadamente 30 metros, por lo que se puede realizar de manera muy segura para el personal. (Figuras 5.9, 5.10 y 5.11)

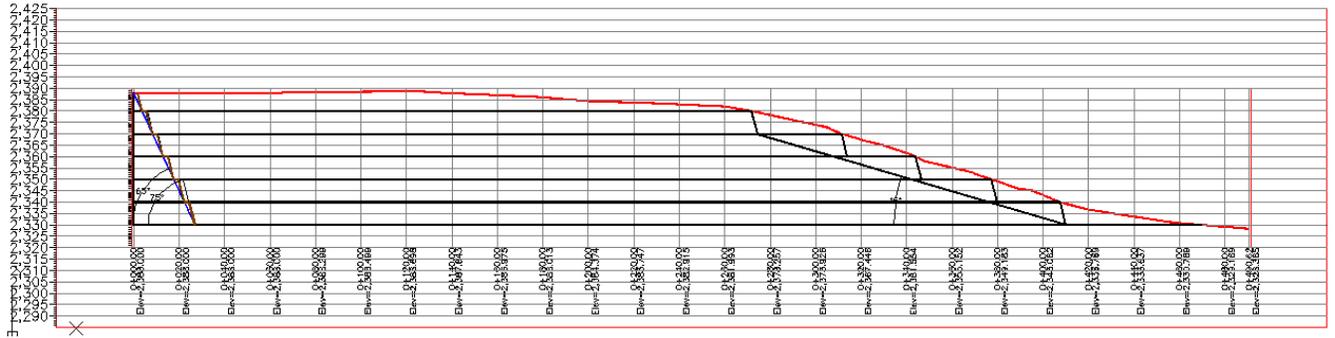


Figura 5.9 Trazado de los bancos propuestos

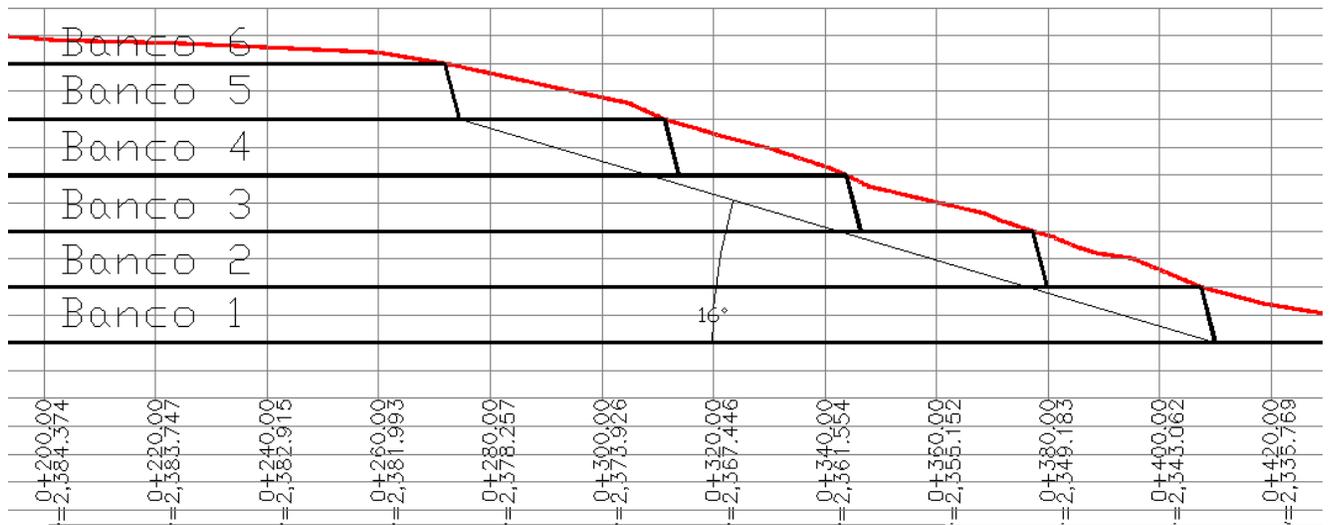


Figura 5.10 Detalle de los bancos propuestos



Figura 5.12 Método de explotación utilizando la primera variable propuesta

2. Se pueden minar proporcionalmente todos los bancos hasta alcanzar el límite del banco, en esta variable del método se debe cuidar que el talud del banco se conserve en 16° , en otras palabras se debe minar linealmente la misma distancia en cada banco, y de igual manera se debe cuidar el talud de trabajo, el cual sigue siendo de 75° .

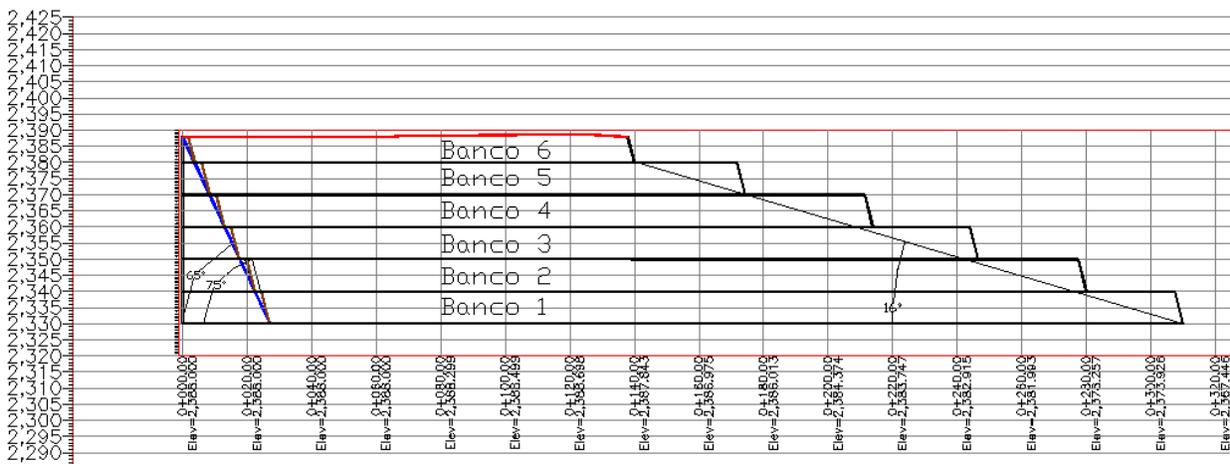


Figura 5.13 Método de explotación utilizando la segunda variable propuesta

6. Análisis Financiero

Para este capítulo sólo se revisarán datos del año 2011 al 2014, esto es porque no se tiene la información completa del presente año (2015). Los datos con los que se trabajó son, la producción anual, el tipo de material vendido, así como la producción vendida de tal material por año y las utilidades anuales.

DATOS OBTENIDOS				
Producción anual (m³)	Año			
Material	2011	2012	2013	2014
Arenas	11,677	10,110	12,737	28,549
Granzón y gravilla	3,515	277	1,011	4,876
Gravas 5/8" a 1"	52,332	51,893	40,509	37,555
Gravas 1 1/2" en adelante	1,716	2,285	34,033	6,413
Grava-Arena	4,370	232	2,550	2,757
Base y Sub-base	24,768	26,348	6,650	9,463
Despolvo	2,541	3,065	294	10,665
Total	100,919	94,210	97,784	100,278
Ganancias Anuales (MXN)	14,112,000	15,835,000	13,965,000	13,604,000

Tabla 6.1 Datos proporcionados por Mina San Luis

A continuación se compara un costo de producción promedio contra un precio de venta promedio.

Esto se realiza debido a que no se puede establecer una comparación directa de costo-precio, debido a que las cantidades y los costos son variables para cada material, por lo que hacer un simple promedio de costos arrojará datos erróneos debido a las diferencias en las cantidades a analizar.

Para obtener el costo de producción promedio se ejemplifica con el material "Arenas" para el año 2011.

El costo de producción de la arena es de 135\$/m³, se tiene el dato del total de la producción para el 2011 por lo que se hace una multiplicación para obtener el costo total por año

$$\text{Costo.Vol} = \frac{135\$}{m^3} * 100,919m^3 = 13'624,065.00\$$$

Como conocemos los datos de la producción total y la producción de las arenas, se obtiene un porcentaje de la producción total, esto es:

$$\%de\ Arenas = \frac{11,677m^3 * 100\%}{100,919m^3} = 11.57\% \text{ de la producción}$$

Ahora se multiplica el porcentaje equivalente a las arenas por el costo obtenido anteriormente.

$$\text{Costo equivalente} = 11.57\% * 13'624,065.00\$ = 1',576,395.0\$$$

Después se repiten estas operaciones para cada material, se suma el costo equivalente, y el costo equivalente total se divide entre la producción anual para obtener el costo de producción promedio.

Año 2011 Costo de Producción Promedio					
Material	Costo Producción (MXN)	Volumen	Costo.Vol	%Vendido	Costo equivalente
Arenas	135	100,919	13,624,065	11.57	1,576,395.00
Granzón y gravilla	184	100,919	18,569,096	3.48	646,760.00
Gravas 5/8" a 1"	140	100,919	14,128,660	51.86	7,326,480.00
Gravas 1 ½" en adelante	110	100,919	11,101,090	1.70	188,760.00
Grava- Arena	95	100,919	9,587,305	4.33	415,150.00
Base y Sub-base	85	100,919	8,578,115	24.54	2,105,280.00
Despolvo	20	100,919	2,018,380	2.52	50,820.00
Total				100	12,309,645.00
Costo Promedio					121.98

Tabla 6.2 Costo de producción promedio para el año 2011

La suma total de los costos equivalentes es 12'309,645.00\$ y el volumen total es de 100,919 m³. Por lo tanto el costo de producción promedio es de:

$$C.P.P = \frac{12'309,645.00\$}{100,919m^3} = 121.98 \frac{\$}{m^3}$$

El cálculo para el precio de venta promedio se realiza de la misma manera. (Tabla)

Año 2011 Precio de Venta Promedio					
Material	Precio Venta (MXN)	Volumen	Costo.Vol	%Vendido	Costo equivalente
Arenas	285	100,919	28,761,915	11.57	3,327,945.00
Granzón y gravilla	242	100,919	24,422,398	3.48	850,630.00
Gravas 5/8" a 1"	285	100,919	28,761,915	51.86	14,914,620.00
Gravas 1 1/2" en adelante	200	100,919	20,183,800	1.70	343,200.00
Grava-Arena	235	100,919	23,715,965	4.33	1,026,950.00
Base y Sub-base	292	100,919	29,468,348	24.54	7,232,256.00
Despolve	65	100,919	6,559,735	2.52	165,165.00
Total				100	27,860,766.00
Precio Promedio					276.0705714

Tabla 6.3 Precio de venta promedio para el año 2011

Por lo tanto podemos deducir que para el año 2011 el costo de producción es menor al precio de venta.

$$CP < PV$$

$$121.98 \frac{\$}{m^3} < 276.07 \frac{\$}{m^3}$$

Esto quiere decir que por cada m³ vendido se obtiene una utilidad de 83.07\$, correspondiente al 126.32% de utilidad para el año 2011, sin contar impuestos ni utilidades.

Esto se hace para cada año con la información proporcionada (Ver tablas siguientes)

Año 2012 Costo de Producción Promedio					
Material	Costo Producción (MXN)	Volumen	Costo.Vol	%Vendido	Costo equivalente
Arenas	135	94,210	12,718,350	10.73	1,364,850.00
Granzón y gravilla	184	94,210	17,334,640	0.29	50,968.00
Gravas 5/8" a 1"	140	94,210	13,189,400	55.08	7,265,020.00
Gravas 1 1/2" en adelante	110	94,210	10,363,100	2.43	251,350.00
Grava- Arena	95	94,210	8,949,950	0.25	22,040.00
Base y Sub-base	85	94,210	8,007,850	27.97	2,239,580.00
Despolve	20	94,210	1,884,200	3.25	61,300.00
Total				100	11,255,108.00
Costo Promedio					119.47

Tabla 6.4 Costo de producción promedio para el año 2012

Año 2012 Precio de Venta Promedio					
Material	Precio Venta (MXN)	Volumen	Costo.Vol	%Vendido	Costo equivalente
Arenas	285	94,210	26,849,850	10.73	2,881,350.00
Granzón y gravilla	242	94,210	22,798,820	0.29	67,034.00
Gravas 5/8" a 1"	285	94,210	26,849,850	55.08	14,789,505.00
Gravas 1 1/2" en adelante	200	94,210	18,842,000	2.43	457,000.00
Grava- Arena	235	94,210	22,139,350	0.25	54,520.00
Base y Sub-base	292	94,210	27,509,320	27.97	7,693,616.00
Despolve	65	94,210	6,123,650	3.25	199,225.00
Total				100	26,142,250.00
Precio Promedio					277.4891201

Tabla 6.5 Precio de venta promedio para el año 2012

Año 2013 Costo de Producción Promedio					
Material	Costo Producción (MXN)	Volumen	Costo.Vol	%Vendido	Costo equivalente
Arenas	135	97,784	13,200,840	13.03	1,719,495.00
Granzón y gravilla	184	97,784	17,992,256	1.03	186,024.00
Gravas 5/8" a 1"	140	97,784	13,689,760	41.43	5,671,260.00
Gravas 1 1/2" en adelante	110	97,784	10,756,240	34.80	3,743,630.00
Grava- Arena	95	97,784	9,289,480	2.61	242,250.00
Base y Sub-base	85	97,784	8,311,640	6.80	565,250.00
Despolve	20	97,784	1,955,680	0.30	5,880.00
Total				100	12,133,789.00
Costo Promedio					128.80

Tabla 6.6 Costo de producción promedio para el año 2013

Año 2013 Precio de Venta Promedio					
Material	Precio Venta (MXN)	Volumen	Costo.Vol	%Vendido	Costo equivalente
Arenas	285	97,784	27,868,440	13.03	3,630,045.00
Granzón y gravilla	242	97,784	23,663,728	1.03	244,662.00
Gravas 5/8" a 1"	285	97,784	27,868,440	41.43	11,545,065.00
Gravas 1 1/2" en adelante	200	97,784	19,556,800	34.80	6,806,600.00
Grava- Arena	235	97,784	22,979,240	2.61	599,250.00
Base y Sub-base	292	97,784	28,552,928	6.80	1,941,800.00
Despolve	65	97,784	6,355,960	0.30	19,110.00
Total				100	24,786,532.00
Precio Promedio					253.482492

Tabla 6.7 Precio de venta promedio para el año 2013

Año 2014 Costo de Producción Promedio					
Material	Costo Producción (MXN)	Volumen	Costo.Vol	%Vendido	Costo equivalente
Arenas	135	100,278	13,537,530	28.47	3,854,115.00
Granzón y gravilla	184	100,278	18,451,152	4.86	897,184.00
Gravas 5/8" a 1"	140	100,278	14,038,920	37.45	5,257,700.00
Gravas 1 1/2" en adelante	110	100,278	11,030,580	6.40	705,430.00
Grava- Arena	95	100,278	9,526,410	2.75	261,915.00
Base y Sub-base	85	100,278	8,523,630	9.44	804,355.00
Despolve	20	100,278	2,005,560	10.64	213,300.00
Total				100	11,993,999.00
Costo Promedio					127.31

Tabla 6.8 Costo de producción promedio para el año 2014

Año 2014 Precio de Venta Promedio					
Material	Precio Venta (MXN)	Volumen	Costo.Vol	%Vendido	Costo equivalente
Arenas	285	100,278	28,579,230	28.47	8,136,465.00
Granzón y gravilla	242	100,278	24,267,276	4.86	1,179,992.00
Gravas 5/8" a 1"	285	100,278	28,579,230	37.45	10,703,175.00
Gravas 1 1/2" en adelante	200	100,278	20,055,600	6.40	1,282,600.00
Grava- Arena	235	100,278	23,565,330	2.75	647,895.00
Base y Sub-base	292	100,278	29,281,176	9.44	2,763,196.00
Despolve	65	100,278	6,518,070	10.64	693,225.00
Total				100	25,406,548.00
Precio Promedio					253.361136

Tabla 6.9 Precio de venta promedio para el año 2014

6.1 Estimación para año 2015

A continuación se hacen estimaciones para obtener información para el año 2015, se utiliza la siguiente fórmula para obtener la tasa media de crecimiento en “n” periodos.

$$M = Co(1 + r)^n$$

$$r = \left(\sqrt[n]{\frac{M}{Co}} \right) - 1$$

Dónde:

M=Capital aumentado

Co=Capital inicial

r=Tasa media de crecimiento

n=Periodo, asumiendo que entre 2 años solo hay 1 periodo.

Se utiliza la siguiente tabla para obtener las estimaciones.

Año	Utilidad [\$]	Costo producción[\$/m ³]	Precio Venta [\$ /m ³]	Producción [m ³]
2011	14,112,000	121.98	276.07	100,919
2012	15,835,000	119.47	277.49	94,210
2013	13,965,000	128.8	253.48	97,784
2014	13,604,000	127.31	253.36	100,278

Tabla 6.10 Resumen de precios, costos y utilidades del año 2011 a 2014

Calculando la tasa media de crecimiento del año 2011 al 2014

$$r = \left(\sqrt[3]{\frac{13,604,000}{14,112,000}} \right) - 1$$

$$r = -0.012146$$

Para calcular 1 año después del 2015 se utiliza:

$$M = 13,604,000(1 - 0.012146) = 13,438,763.4 \rightarrow 13,440,000.00\$$$

Para la estimación en la producción:

$$r = \left(\sqrt[3]{\frac{100,278}{100,919}} \right) - 1$$

$$r = -2.12 \times 10^{-3}$$

$$M = 100,278(1 - 2.12 \times 10^{-3}) = 100,0065.23 \rightarrow 100,000 \text{ m}^3$$

Precio de venta

$$r = \left(\sqrt[3]{\frac{253.36}{276.07}} \right) - 1$$

$$r = -0.02820$$

$$M = 253.36(1 - 0.02820) = \frac{246.213\$}{\text{m}^3}$$

Costo de producción

$$r = \left(\sqrt[3]{\frac{127.31}{121.98}} \right) - 1$$

$$r = 0.01435$$

$$M = 253.36(1 + 0.01435) = \frac{129.138\$}{\text{m}^3}$$

En resumen

Resumen				
Año	Costo Producción \$MXN	Vs	Precio Venta \$MXN	% de Utilidad
2011	121.98	Vs	276.07	126.33
2012	119.47	Vs	277.49	132.27
2013	128.80	Vs	253.48	96.81
2014	127.31	Vs	253.36	99.01
2015	129.14	Vs	246.21	90.66
Prom.	125.34	Vs	261.32	108.50

Tabla 6.11 Resumen de precios, costos y utilidades del año 2011 a 2015

Se puede concluir en esta tabla, que el negocio de los materiales industriales, como es bien sabido es un negocio muy estable, no se tienen altibajos tan marcados como lo son en las industrias que explotan minerales metálicos.

Se tiene una ganancia promedio de 108.5% antes de impuestos y utilidades.

6.2 Estado de resultados

El costo de producción y el precio de venta utilizados en el estado de resultados son el promedio de los resultados anteriores.

Como la vida del proyecto sobrepasa los 10 años, únicamente se acota a 10 años para proporcionar una tendencia sobre la información y viabilidad del proyecto.

$$Utilidad = Ingresos - Costo de producción - Inversión$$

$$VP = Valor presente, donde VP = \frac{V}{(1+i)^n} \text{ donde } i \\ = \text{tasa de interés y } n \text{ el número de año}$$

$$VF = Valor futuro, donde VF = V(1+i)^n$$

$$ISR = Impuesto sobre la renta = 30\%$$

$$VP \text{ prod.} = Valor presente de la producción$$

$$Reparto de utilidades = 10\%$$

$$U.A.I. = Utilidad antes de impuestos$$

$$U.D.I. = Utilidad después de impuestos$$

$$U.D.I. = Utilidad después de impuestos a valor presente$$

$$tasa de interés = 10\%$$

$$Costo de producción sin inversión = 125.34 \frac{\$}{m^3}$$

$$Costo de producción con inversión = 131.34 \frac{\$}{m^3}$$

$$Precio de venta = 261.32 \frac{\$}{m^3}$$

A continuación se compara los estados de resultados, así como los índices de rentabilidad del proyecto, sin inversión y continuando el ritmo de explotación actual y con inversión aumentando la explotación un 50%. La inversión se lleva a cabo mediante la rehabilitación de 2 excavadoras CAT320, realizando los ajustes en los costos de operación en la rehabilitación de estas.

Tabla 6.12 Estado de resultados sin inversión y conservando la producción actual.

Año	2016	2017	2018	2019	2020
	0	1	2	3	4
Producción	100,000.00	100,000.00	100,000.00	100,000.00	100,000.00
Costo por producción	12,533,764.65	12,533,764.65	12,533,764.65	12,533,764.65	12,533,764.65
Ingresos	26,132,326.39	26,132,326.39	26,132,326.39	26,132,326.39	26,132,326.39
Inversión	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
U.A.I.	13,598,561.74	13,598,561.74	13,598,561.74	13,598,561.74	13,598,561.74
ISR	4,079,568.52	4,079,568.52	4,079,568.52	4,079,568.52	4,079,568.52
Reparto de Utilidades	1,359,856.17	1,359,856.17	1,359,856.17	1,359,856.17	1,359,856.17
U.D.I	8,159,137.04	8,159,137.04	8,159,137.04	8,159,137.04	8,159,137.04
U.D.I a V.P.	8,159,137.04	7,417,397.31	6,743,088.47	6,130,080.42	5,572,800.39
VP egresos totales	12,533,764.65	11,394,331.50	10,358,483.18	9,416,802.89	8,560,729.90
VP ingresos totales	26,132,326.39	23,756,660.36	21,596,963.96	19,633,603.60	17,848,730.55
VP prod.	100,000.00	90,909.09	82,644.63	75,131.48	68,301.35

Año	2021	2022	2023	2024	2025
	5	6	7	8	9
Producción	100,000.00	100,000.00	100,000.00	100,000.00	100,000.00
Costo por producción	12,533,764.65	12,533,764.65	12,533,764.65	12,533,764.65	12,533,764.65
Ingresos	26,132,326.39	26,132,326.39	26,132,326.39	26,132,326.39	26,132,326.39
Inversión	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
U.A.I.	13,598,561.74	13,598,561.74	13,598,561.74	13,598,561.74	13,598,561.74
ISR	4,079,568.52	4,079,568.52	4,079,568.52	4,079,568.52	4,079,568.52
Reparto de Utilidades	1,359,856.17	1,359,856.17	1,359,856.17	1,359,856.17	1,359,856.17
U.D.I	8,159,137.04	8,159,137.04	8,159,137.04	8,159,137.04	8,159,137.04
U.D.I a V.P.	5,066,182.17	4,605,620.15	4,186,927.41	3,806,297.65	3,460,270.59
VP E.T.	7,782,481.73	7,074,983.39	6,431,803.08	5,847,093.71	5,315,539.74
VP ingresos totales	16,226,118.68	14,751,016.98	13,410,015.44	12,190,923.12	11,082,657.39
VP prod.	62,092.13	56,447.39	51,315.81	46,650.74	42,409.76

Tabla 6.13 Estado de resultados con inversión y aumento de producción.

Año	2016	2017	2018	2019	2020
	0	1	2	3	4
Producción	150,000	150,000	150,000	150,000	150,000
Costo por producción	19,700,646.97	19,700,646.97	19,700,646.97	19,700,646.97	19,700,646.97
Ingresos	39,198,489.59	39,198,489.59	39,198,489.59	39,198,489.59	39,198,489.59
Inversión	1,350,000.00	0.00	0.00	0.00	0.00
U.A.I.	18,147,842.61	19,497,842.61	19,497,842.61	19,497,842.61	19,497,842.61
ISR	5,444,352.78	5,849,352.78	5,849,352.78	5,849,352.78	5,849,352.78
Reparto de Utilidades	1,814,784.26	1,949,784.26	1,949,784.26	1,949,784.26	1,949,784.26
U.D.I	10,888,705.57	11,698,705.57	11,698,705.57	11,698,705.57	11,698,705.57
U.D.I a V.P.	10,888,705.57	10,635,186.88	9,668,351.71	8,789,410.64	7,990,373.31
VP egresos totales	21,050,646.97	17,909,679.07	16,281,526.43	14,801,387.66	13,455,806.96
VP ingresos totales	39,198,489.59	35,634,990.53	32,395,445.94	29,450,405.40	26,773,095.82
VP prod.	150,000.00	136,363.64	123,966.94	112,697.22	102,452.02

Año	2021	2022	2023	2024	2025
	5	6	7	8	9
Producción	150,000	150,000	150,000	150,000	150,000
Costo por producción	19,700,646.97	19,700,646.97	19,700,646.97	19,700,646.97	19,700,646.97
Ingresos	39,198,489.59	39,198,489.59	39,198,489.59	39,198,489.59	39,198,489.59
Inversión	0	0	0	0	0
U.A.I.	19,497,842.61	19,497,842.61	19,497,842.61	19,497,842.61	19,497,842.61
ISR	5,849,352.78	5,849,352.78	5,849,352.78	5,849,352.78	5,849,352.78
Reparto de Utilidades	1,949,784.26	1,949,784.26	1,949,784.26	1,949,784.26	1,949,784.26
U.D.I	11,698,705.57	11,698,705.57	11,698,705.57	11,698,705.57	11,698,705.57
U.D.I a V.P.	7,263,975.74	6,603,614.31	6,003,285.73	5,457,532.49	4,961,393.17
VP egresos totales	12,232,551.78	11,120,501.62	10,109,546.93	9,190,497.21	8,354,997.46
VP ingresos totales	24,339,178.02	22,126,525.47	20,115,023.15	18,286,384.69	16,623,986.08
VP prod.	93,138.20	84,671.09	76,973.72	69,976.11	63,614.64

6.2 Índices de rentabilidad⁶

Índice de rentabilidad	Definición	Formula
Valor presente neto	Es el valor actual de la ganancia que proporciona una inversión, si $VPN > 0$ el proyecto es rentable.	$VP = \frac{V}{(1+i)^n}$
VF	Es el valor futuro de la ganancia que proporciona una inversión, si $VF > 0$ el proyecto es rentable.	$VF = V(1+i)^n$
Serie anual uniforme equivalente (SAUE)	Es la ganancia anual que proporciona una inversión. Si SAUE es positivo, la inversión es redituable.	$SAUE = VPN * \frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n - 1}$
Costo anual uniforme equivalente (CAUE)	Es el costo anual equivalente a un flujo de costos, en forma de una serie de pagos iguales.	$CAUE = VP * \frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n - 1}$
Equivalente capitalizado (EC)	Es el valor actual de la ganancia que proporciona un proyecto como si sus ingresos o beneficios se presentan como una serie de pagos anuales infinita.	$EC = \frac{SAUE}{i}$
Relación beneficio/costo (B/C)	Es el retorno que proporciona un proyecto para cada unidad invertida en él.	$\frac{B}{C} = \frac{\text{Beneficios actualizados}}{\text{Costos actualizados}}$
Tasa interna de retorno (TIR)	Es la tasa que reditúa una inversión.	$TIR = \sqrt[n]{\left(\sum_{k=0}^{k=n} \frac{Bk(1+i)^{-k}}{c} - 1\right)},$ $VPN = 0$
Porcentaje de ganancia sobre la inversión (PGI)	Es el porcentaje de la inversión inicial de un proyecto que se transforma en ganancia o utilidad.	$PGI = \frac{VPN}{C} * 100$
Porcentaje de ganancia anual sobre la inversión (PGAI)	Es el porcentaje de la inversión inicial de un proyecto que se transforma en ganancia anual.	$PGI = \frac{SAUE}{C} * 100$

Tabla 6.14 Índices de rentabilidad, definición y formulas.

⁶ Bolívar V., Héctor, Elementos para la evaluación de proyectos de inversión.

Con las formulas anteriores podemos obtener los índices de rentabilidad para cada caso, estos son:

	Sin Inversión	Con inversión
C.N.	\$125.34	\$132.67
VPN	\$55,147,801.61	\$78,261,829.55
VF	\$130,035,631.46	\$184,537,300.28
SAUE	\$9,575,894.00	\$13,589,426.27
CAUE	\$30,669,957.63	\$46,004,936.45
B/C	2.08	1.97
EC	\$95,758,940.00	\$135,894,262.72
PGI	NA	5797.17%
PGAI	NA	1006.62%
TIR PES.	NA	80%
TIR OPT.	NA	858%

Tabla 6.15 Índices de rentabilidad, obtenidos para cada caso.

Ya obtenidos los índices se pueden deducir las siguientes conclusiones:

1. el costo nivelado para el proyecto sin inversión es igual al costo de operación, esto es debido a que no se tiene planeada ninguna inversión, por lo que si hubiera alguna el costo nivelado sería diferente, como es en la columna para el proyecto con inversión.
2. Los costos nivelados en ambos casos son menores al precio de venta, por lo tanto, es rentable este proyecto.
3. En la columna para el proyecto sin inversión, no se pueden obtener estos índices:
 - Porcentajes de ganancia sobre la inversión (PGI)
 - Porcentajes de ganancias anual sobre la inversión (PGAI)
 - Tasa interna de retorno (TIR)

Esto es debido a que estos cálculos se basan sobre una comparación a la inversión, y ya que en este caso no se tiene ninguna inversión no se pueden obtener estos índices de rentabilidad.

4. El costo nivelado es mayor cuando se plantea una inversión, pero se debe tomar en cuenta también el valor presente neto (VPN), aunque sea más costosa la producción es redituable ya que el VPN aumenta considerablemente de 57\$mill. A 81\$mill.
5. De igual manera la relación beneficio costo disminuye al realizar una inversión, pero es más redituable realizar la inversión debido al aumento en el VPN.

7. Conclusiones y Recomendaciones

1. El método de explotación.

El método de explotación propuesto se puede implementar fácilmente siempre y cuando se tengan las consideraciones como, tener un buen control de topografía, desde la corrección y actualización de las coordenadas que actualmente se utilizan, actualizarlas por las propuestas.

Como se observó en el capítulo cálculo de reservas, las reservas probadas son de aproximadamente 14 millones de metros cúbicos, esto para la producción que actualmente se maneja (100,000 m³ mensuales) es excesivo, por lo que se recomienda, buscar una empresa privada que pueda manejar un mayor ritmo de producción y rentar un área de explotación, recomendable a la orilla del banco para que se continúe explotando lo más cercano a la planta de trituración, esto será reflejado en una mayor utilidad sin realizar una inversión.

2. La planta de trituración y cribado

En cuanto a la planta de trituración y cribado, no se recomienda ninguna implementación, ya que la planta se encuentra trabajando a un ritmo aproximado del 30% de su capacidad máxima, por lo que se recomienda realizar la inversión propuesta y de esta manera aumentar la producción, no se tiene ningún problema operativo ni técnico al operar con esta capacidad.

3. Análisis financiero

Los índices de rentabilidad muestran que el proyecto es viable, más no es muy atractivo, en la relación beneficio costo da un resultado de 0.68 y 0.61, sin y con inversión respectivamente, la ventaja que se puede observar en el análisis financiero, es que el proyecto tiene una rentabilidad constante y no tiene pérdidas en los últimos 4 años, por lo que esto es un parámetro de seguridad para realizar una inversión que se pueda cubrir con la utilidad neta después de impuestos a “n” años para poder tener un aumento en la producción y así tener un aumento en la utilidad.

4. Ambiental

En cuanto a la parte ambiental se recomienda se inicien a plantar los árboles para la zona de amortiguamiento, ya que ya se tiene el polígono de la zona de explotación y se puede hacer esto sin necesidad de hacerlo al final de la explotación.

REFERENCIAS

1. Autodesk. (Noviembre de 2015). *AutoCAD y Civil 3D* Obtenido de <http://www.autodesk.mx/products/autocad/overview>
2. Bolívar, H. (2005). *Elementos para la evaluación de proyectos de inversión*. Facultad de ingeniería.
3. GoogleEarthPro. (Enero de 2015). Obtenido de <https://www.google.es/intl/es/earth/index.html>
4. INEGI. *Prontuario de información geográfica municipal de los Estados Unidos Mexicanos, Juchitepec, México*, 2009, obtenido de, <http://www3.inegi.org.mx/sistemas/mexicocifras/datos-geograficos/15/15050.pdf>
5. Global Mapper (Octubre de 2015). Obtenido de <http://www.bluemarblegeo.com/products/global-mapper.php>
6. Cámara de la industria de la construcción, *Catálogo de costos horarios de maquinaria*, febrero de 2006.
7. Estudio monográfico de explotación forestal, Chile, 1995
8. SGM, carta geológica Obtenido de, http://mapserver.sgm.gob.mx/Cartas_Online/geologia/89_E14-2_GM.pdf
9. Manual de rendimiento de Caterpillar, obtenido de, <http://www.cashmanequipment.com/UserFiles/PDF/CaterpillarPerfomanceHandbook40Espanol.pdf>
10. Juan Herrera Herbert (2006), *Métodos de minería a cielo abierto*. Universidad politécnica de Madrid.
11. William Hustrulid (2006), *Open pit mine planning & design*. University of Utah.
12. Escuela de ingeniería en construcción, *Geotecnia*, Pontificia Universidad Católica de Valparaíso, obtenido de, http://icc.ucv.cl/geotecnia/03_docencia/03_clases_catedra/clases_catedra_ms2/taludes_15_05_09.pdf
13. Altamirano Álvarez, C., *Apuntes de temas selectos de minería*. México, Ciudad Universitaria
14. Costos de maquinarias, obtenido de, <http://www.marketbook.mx/Homepage/Default.aspx>
15. Panorama minero del Estado de México, Diciembre de 2014, obtenido de. http://www.sgm.gob.mx/pdfs/EDO_MEXICO.pdf