



w

**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA
DE MÉXICO**

FACULTAD DE INGENIERIA

T E S I S

**“IMPLEMENTACIÓN DE MÁQUINARIA Y DISEÑO DE
PLANTA DE CERO FINO EN LA CANTERA DE LOMA
BLANCA EN EL MUNICIPIO DE APAXCO, ESTADO DE
MÉXICO”**

**QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE:
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA**

P R E S E N T A:

EDGAR ANGELES CARRANZA

DIRECTOR DE TESIS :

ING. MAURICIO MAZARI HIRIART



MÉXICO, D.F 2016

ÍNDICE

Lista de Figuras.....	VI
Lista de Tablas.....	VIII
AGRADECIMIENTOS	X
RESUMEN	XI
CAPÍTULO I	1
INTRODUCCIÓN	1
CÁPITULO II	2
GENERALIDADES.....	2
2.1. Ubicación del fondo minero.....	2
2.2. Aspectos legales.....	5
2.3. Características del yacimiento	6
2.4. Mineralogía y leyes del mineral.....	6
2.5. Clima.....	6
2.6. Descripción geológica (INEGI, 2009).....	7
2.7. Reservas y datos de exploración	9
2.8. Condiciones actuales de la mina.....	9
2.9. Maquinaria y equipo disponible.....	10
2.10. Fuentes de inversión.....	13
CAPITULO III	14
ESTIMACIÓN DE RESERVAS.....	14
3.1. Medición de reservas con Google Earth.	15

3.2. Secciones transversales	17
CAPITULO IV	22
SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO Y DETERMINACIÓN DE CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN.....	22
4.1. Elementos de una cantera.....	22
4.2 Métodos y sistemas de explotación aplicables al yacimiento.....	24
4.2.1 Canteras en ladera.....	24
4.2.2. Minado por banqueo descendente	28
4.3 Selección del método de minado	28
4.4 Adaptación del método de minado.....	30
4.4.1 Levantamiento topográfico	30
4.4.2 Diseño del método de minado.....	31
4.5 Capacidad de producción	34
4.5.1 Diseño de la plantilla de barrenación	35
4.5.2 Método de Ash	36
4.5.3 Método de Konya	40
4.6 Determinación preliminar del equipo a utilizar	44
4.7 Número de personal y categoría	45
4.8 Estimación de la inversión requerida para la operación de la mina	45
4.9 Estimación de los costos de producción	45
CAPITULO V	49
DISEÑO DE PLANTA DE CERO FINO.....	49
5.1 Ubicación de la planta de Cero Fino	49
5.2 Diseño del sistema de trituración y molienda.....	50

5.2.1 Acarreo del mineral de la mina a la planta	51
5.2.2 Tolva de gruesos.....	52
5.2.2.1 Capacidad de la tolva de gruesos	53
5.2.3 Trituración	54
5.2.4 Molienda	57
5.2.5 Ensacado	61
5.2.6 Montacargas	62
5.3 Producción	63
5.4 Número de trabajadores y categoría.....	63
5.5 Costos de inversión.....	64
5.6 Costos de operación	64
CAPITULO VI	67
ANÁLISIS FINANCIERO	67
6.1 Análisis de pre factibilidad.....	68
6.2 Costos de los equipos principales.....	68
6.3 Costos de producción	70
6.4 Depreciación del equipo.....	72
6.5 Comparativa de estados de resultados (con y sin proyecto).....	73
6.8 Tabla comparativa entre operación actual y el proyecto calculado.	77
6.9 Indices del proyecto	78
6.10 Fuentes de financiamiento	79
CAPITULO VII	80
7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	80
7.1 Conclusiones.....	80

7.2 Recomendaciones	81
BIBLIOGRAFÍA	82

Lista de Figuras

Figura 2.1	Localización del municipio de Apaxco, Estado de México (INEGI 2009).	2
Figura 2.2	Vegetación característica de la región y en el área de la mina Loma Blanca.	3
Figura 2.3	Localización de mina Loma Blanca (INEGI 2011).	3
Figura 2.4	Poligonal de mina Loma Blanca (INEGI 2011).	4
Figura 2.5	Mapa geológico municipal (INEGI 2011).	8
Figura 2.6	Cantera “Loma Blanca”.	9
Figura 2.7	Perforadora utilizada en la cantera.	10
Figura 2.8	Cargador frontal utilizado para el rezagado en la cantera.	11
Figura 2.9	Martillo hidráulico manual.	12
Figura 2.10	Camiones utilizados para el acarreo de mineral.	12
Figura 3.1	Vista panorámica del banco de explotación, cantera Loma Blanca.	14
Figura 3.3	Anchor de la poligonal (Google Earth 2015).	16
Figura 3.4	Trazos en AutoCAD de la poligonal.	18
Figura 3.5	Área total de la Sección A-B.	19
Figura 3.6	Área total de la sección D-C.	19
Figura 3.7	Área total de la sección E-F.	20
Figura 4.1	Elementos de una cantera.	24
Figura 4.2	Explotación de cantera en ladera.	25
Figura 4.3	Minado en avance frontal y frente de trabajo de altura creciente.	26

Figura 4.4	Minado en excavación descendente y abandono del talud final en bancos altos.	27
Figura 4.5	Minado en Avance lateral y abandono del talud final.	28
Figura 4.6	Vista actual de la cantera “Loma Blanca”.	29
Figura 4.7	Poligonal del fundo minero Loma Blanca (Google Earth 2015).	30
Figura 4.8	Levantamiento topográfico (Google Earth 2015).	31
Figura 4.9	Triangulación puntos importados desde Google Earth a Rec-min.	31
Figura 4.10	Vista en planta (Rec-Min).	32
Figura 4.11	Vista en sección transversal (Rec-Min).	32
Figura 4.12	Vista en 3D (Rec-Min).	33
Figura 4.13	Vista en 3D del diseño de minado (Rec-Min).	33
Figura 4.14	Acumulación de roca con sobre tamaño en la cantera Loma Blanca.	35
Figura 4.15	Track Drill Ecm350 VI140 Ecm 350 Ingersoll Rand.	44
Figura 5.1	Terreno donde se ubicará la planta.	49
Figura 5.2	Ciclo de operación de la planta de Cero Fino.	50
Figura 5.2	Diseño de la tolva de gruesos.	54
Figura 5.3	Trituradora de mandíbula PEX-150 x 250.	55
Figura 5.4	Ensacadora EP-400.	61
Figura 5.5	Montacargas Toyota de 4 toneladas.	62

Lista de Tablas

Tabla 2.1	Coordenadas de la poligonal del terreno para el aprovechamiento de caliza en la mina Loma Blanca.....	5
Tabla 2.2	Topografía de la zona (INEGI 2009).....	7
Tabla 3.1	Volumen total de la poligonal estimado por secciones transversales.	20
Tabla 3.2	Ritmo de producción y reservas.....	21
Tabla 4.1	Capacidad de producción Loma Blanca.	34
Tabla 4.2	Tipo de explosivo en función de la dureza de la roca.....	36
Tabla 4.3	Parámetros de plantilla de barrenación con ASH.	40
Tabla 4.4	Parámetros de plantilla de barrenación con Konya.	43
Tabla 4.5	Costos de explosivos al mes.....	47
Tabla 4.6	Costos de producción al mes.....	48
Tabla 5.1	Datos de acarreo de mineral.....	51
Tabla 5.2	Resultados del acarreo de mineral.	52
Tabla 5.3	Especificaciones técnicas de las trituradoras de mandíbula.	57
Tabla 5.4	Especificaciones técnicas de los molinos Raymond.....	58
Tabla 5.5	Especificaciones del molino de micro polvo de media velocidad HGM100.....	60
Tabla 5.6	Comparación de consumo de energía de los molinos.....	60
Tabla 5.7	Personal de planta.	63
Tabla 5.8	Costo de inversión de la planta de Cero Fino.....	64
Tabla 5.9	Consumo de energía eléctrica diaria en la planta de Cero Fino.....	65
Tabla 5.9	Costo de energía eléctrica al mes.....	65

Tabla 5.10 Costos de operación en la planta de Cero Fino.....	66
Tabla 6.1 Costo nivelado en condiciones actuales de la cantera.....	68
Tabla 6.2 Costo de los equipos de mina.....	69
Tabla 6.3 Costo de los equipos de planta.....	69
Tabla 6.4 Costos fijos de la mina.....	70
Tabla 6.5 Costos variables de la mina.....	70
Tabla 6.6 Costos fijos de la planta.....	71
Tabla 6.7 Costos variables de la planta.....	71
Tabla 6.8 Costos totales de la mina y de la planta.....	72
Tabla 6.9 Depreciación de los equipos.....	72
Tabla 6.10 Costo nivelado actual.....	73
Tabla 6.11 Estado de resultados actual de la cantera.....	74
Tabla 6.12 Costo nivelado aplicando la propuesta.....	75
Tabla 6.13 Estado de resultados aplicando la propuesta.....	76
Tabla 6.14 Comparación entre la operación actual y el proyecto calculado.....	77
Tabla 6.15 Indices del proyecto.....	78

AGRADECIMIENTOS

Para mis padres, Martha Elsa Carranza Barrera y Gregorio Angeles Bautista que siempre me brindaron su apoyo incondicional, confianza y cariño; esto es gracias a ustedes.

Para mis hermanos César Angeles Carranza y Nancy Angeles Carranza que siempre con sus consejos me motivaron a seguir adelante.

A mis amigos y compañeros de la Facultad que siempre me acompañaron y me brindaron su apoyo durante esta etapa de mi vida.

Al Ing. Mauricio Mazarí Hiriart por su motivación y apoyo en todo momento.

A los profesores; Ing Manuel Guillermo Landa Piedra, Lic Carlos Aurelio Bernal Esponda, M.I Roberto Ascencio Villagómez, M.A Gabriel Ramírez Figueroa, por las revisiones y apoyo en este trabajo escrito.

A la cantera de Loma Blanca por las facilidades brindadas.

RESUMEN

El presente trabajo tiene como finalidad brindar asesoría a los pequeños mineros del municipio de Apaxco en el Estado de México, cuya principal actividad económica consiste en la explotación de roca caliza utilizada principalmente para la industria de la construcción. Todo lo realizan sin asesoría alguna por lo que tienen muchos problemas de sobre tamaño de roca lo cual demanda costos de operación y problemas de seguridad por la reducción de tamaño con martillo manual. También se busca aumentar la producción para instalar una planta de cero fino y con ello obtener mayores ganancias al producto explotado. Por ello se realiza una descripción detallada de la situación actual, una estimación de reservas para respaldar la inversión, se propone una plantilla de barrenación para evitar el sobre tamaño y una planta de cero fino que tiene como finalidad aumentar la producción y el valor del producto terminado, lo anterior con un análisis financiero en donde se muestra que se tiene un respaldo económico y proponer formas de financiamiento. También se ofrecen conclusiones y sugerencias para mejorar las condiciones actuales de la mina.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

La explotación de roca caliza en el Estado de México específicamente en el municipio de Apaxco, es una gran fuente de empleo debido a que es su única fuente de ingreso económico. Este tipo de roca se encuentra en la mayor parte de la región donde su disfrute económico es similar.

Este municipio presenta diferentes zonas en donde la caliza es variable en su tonalidad por lo que puede darle diferente uso. La caliza café a gris se utiliza como materia prima para la elaboración de cemento, mientras que la caliza blanca principalmente se utiliza para acabados blancos en la construcción.

Debido a las necesidades de la región es necesario un diseño de una planta de Cero Fino que mejore la calidad de la roca, así como obtener mayor provecho a la caliza explotable y un mejor ritmo de trabajo que mejore las condiciones de seguridad hacia los empleados.

Además de que la presente tesis puede ser utilizada por los ejidatarios para conseguir un préstamo y producir cero fino con el fin de obtener mayor provecho a la misma.

Esto traerá resultados favorables económicos, sociales y de seguridad para los empleados.

CÁPITULO II

GENERALIDADES

2.1. Ubicación del fondo minero

La Mina Loma Blanca se encuentra localizada en el paraje del mismo nombre, municipio de Apaxco Estado de México entre los paralelos 19° 55' y 20° 02' de latitud norte; los meridianos 99° 05' y 99° 13' de longitud oeste; altitud entre 2 100 y 2 900 m. Colinda al norte con el estado de Hidalgo y el municipio de Hueyopxtla; al este con el municipio de Hueyopxtla; al sur con los municipios de Hueyopxtla y Tequixquiac; al oeste con el municipio de Tequixquiac y el estado de Hidalgo.

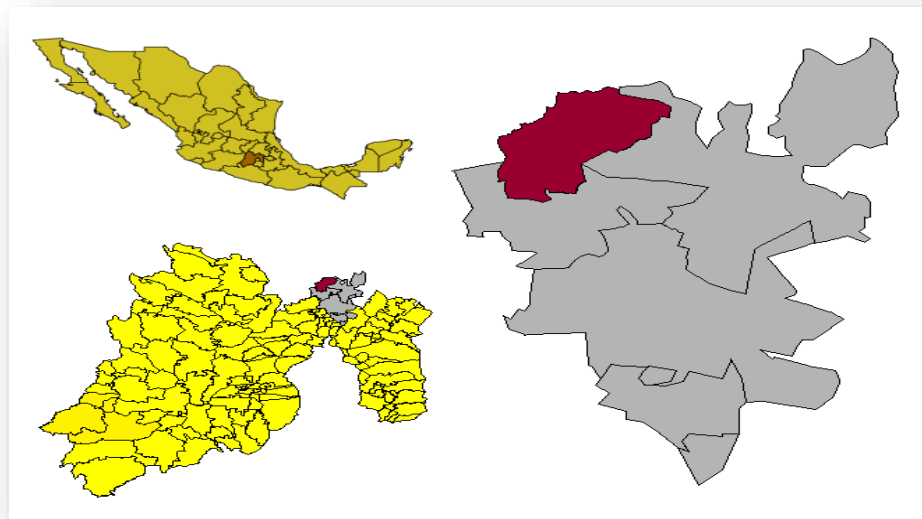


Figura 2.1 Localización del municipio de Apaxco, Estado de México (INEGI 2009).

De manera particular la mina se ubica en un entorno de tipo relieve lomerío, cercanos a una serie de arroyos intermitentes que descienden de la cordillera montañosa que se localiza al norte del municipio.



Figura 2.2 Vegetación característica de la región y en el área de la mina Loma Blanca.

En la figura 2.3, de la carta de INEGI, el cual está a una escala 1:25,000, se presenta la localización de la Mina Loma Blanca, misma que tiene como coordenada central UTM NAD27: 488,371 de longitud Este y 2, 213,322 de latitud Norte a una altura sobre el nivel del mar de 2470.

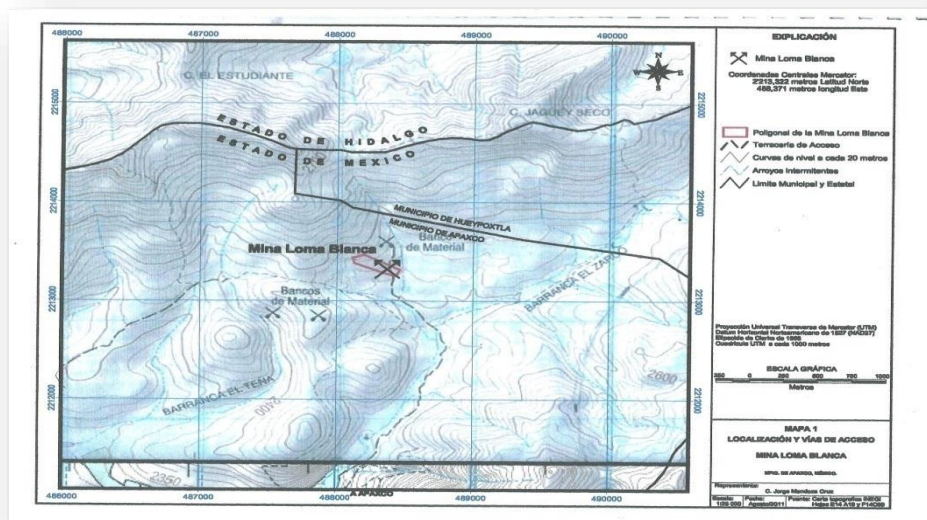


Figura 2.3 Localización de mina Loma Blanca (INEGI 2011).

En la figura 2.4, se muestra el plano topográfico donde se resalta la poligonal del área de la mina, así como la explotación y las curvas de nivel con equidistancia a cada 10 metros, tomada a partir de la altimetría que marca la carta topográfica del INEGI, así como las que fueron tomadas en campo, destacando el área que aún tienen para extraer material y donde actualmente soporta vegetación xerófila.

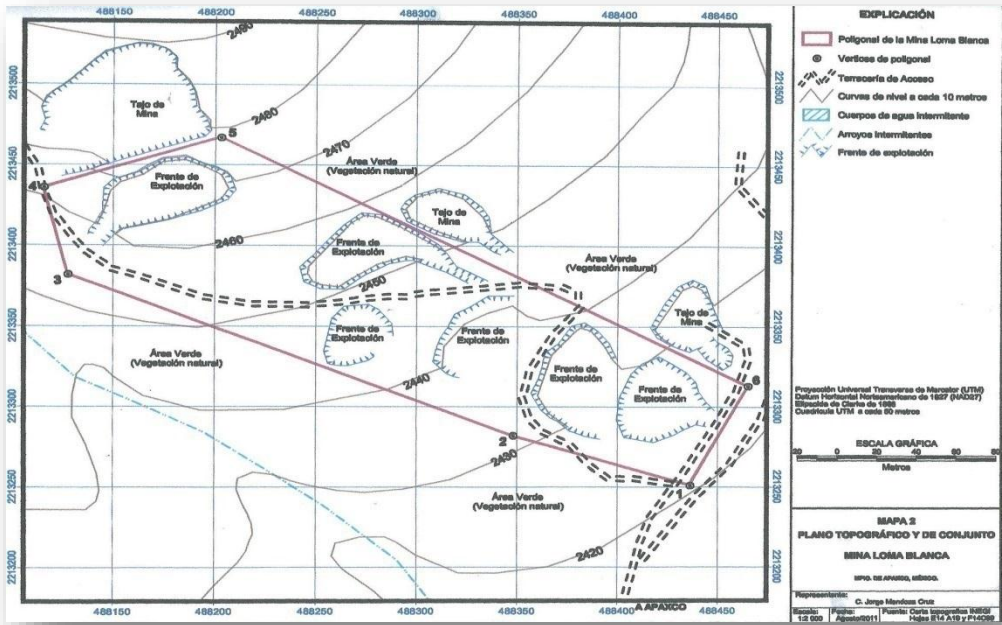


Figura 2.4 Poligonal de mina Loma Blanca (INEGI 2011).

De igual forma en la Tabla 2.1 se muestran las coordenadas de los vértices que integra la poligonal de la Mina Loma Blanca.

VERTICE	COORDENADAS UTM, NAD27	
	X	Y
1	488,436	2,213,251
2	488,348	2,213,282
3	488,128	2,213,382
4	488,116	2,213,436
5	488,203	2,213,467
6	488,465	2,213,313

Tabla 2.1 Coordenadas de la poligonal del terreno para el aprovechamiento de caliza en la mina Loma Blanca.

2.2. Aspectos legales

El promotor para regularizar la extracción de roca caliza, especialmente “Caliza Blanca” en una parcela localizada en el paraje Loma Blanca, lo integra el C. Luis Domínguez López, quien por medio de la autorización del Comisariado Ejidal de Apaxco y sus Barrios, le fue asignada una superficie de 31,921.33 [m²] para realizar la extracción de la roca.

La relación que se tiene para extraer la “Caliza Blanca” es de 2:1, es decir se tienen que extraer 2 toneladas de caliza café para obtener 1 tonelada de caliza blanca. La caliza blanca se vende como “greña”¹ a la empresa FORTEC y otras empresas, mientras que para la caliza café, un grupo de ejidatarios pasan a la cantera y ésta

¹ Greña: Mineral extraído de la mina sin recibir algún tipo de proceso metalúrgico.

es vendida a la empresa HOLCIM y otras empresas, la caliza blanca se vende a 110 pesos la tonelada, mientras que la caliza café se vende a 49 pesos la tonelada.

Los materiales pétreos, así como todas las rocas que sólo puedan usarse para la fabricación de materiales de construcción o que se destinen a este fin, se exceptúan en la Ley Minera como concesibles, salvo que requieran trabajos subterráneos para su extracción.

También se cuenta con autorización para el uso de explosivos ante la Secretaria de la Defensa Nacional, Dirección General del Registro Federal de Armas de Fuego y control de Explosivos, mediante el permiso general **2936-México**, que avala la compra y uso de explosivos en las canteras de la región.

2.3. Características del yacimiento

El área está representada por unidad de calizas continentales de color gris claro a color a café claro, de estratificación delgada a masiva con lentes de pedernal, además de estilolitas y material de caliche, material característico de la Formación El Doctor.

2.4. Mineralogía y leyes del mineral

La caliza es una roca sedimentaria compuesta mayoritariamente por carbonato de calcio (CaCO_3), generalmente calcita, aunque frecuentemente presenta trazas de magnesita (MgCO_3) y otros carbonatos.

También puede contener pequeñas cantidades de minerales como arcilla, hematita, siderita, cuarzo, etc., que modifican (a veces sensiblemente) el color y el grado de coherencia de la roca.

2.5. Clima

El clima que predomina en el municipio, es templado semi seco, con lluvia invernal inferior al 5%, la temperatura media anual es de 14 a 16 °C, el incremento de temperatura inicia en primavera, alcanzando su nivel más alto en el mes de mayo

hasta los 29 °C, las primeras heladas se originan generalmente después de la segunda quincena de octubre, con mayor frecuencias en diciembre, enero y febrero, teniendo el nivel de temperatura más baja hasta 2°C.

En cuanto a la precipitación promedio, esta se establece entre 0.0 y 222.9 [mm]. Con una precipitación media anual entre 600 y 800 [mm].

2.6. Descripción geológica (INEGI, 2009).

El área corresponde en parte a la provincia fisiográfica de la Meseta Neovolcanica, también denominada como Faja Volcánica Transmexicana y Eje Neovolcánico Transmexicano y dentro de las subprovincia llanuras y sierras de Querétaro e Hidalgo, así como a Lagos y Volcanes de Anáhuac.

Provincia	Eje neovolcanico 100%
Subprovincia	Llanuras y sierras de Querétaro e Hidalgo (51.14%). Lagos y Volcanes de Anáhuac (48.86%)
Sistema de topofomas	Sierra volcánica de laderas tendidas (33.64%), Lomerío de tobas (19.07%), Valle de laderas tendidas (17.73%), Lomerío de basalto (16.82%), Lomerío de tobas (12.06%) y Sierra volcánica de ladera tendidas con lomerío (0.68%)

Tabla 2.2 Topografía de la zona (INEGI 2009).

En la región aflora ciudades del Mesozoico al reciente (ver mapa geológico municipal). Del mesozoico están expuestas rocas con metamorfismo de bajo grado y rocas carbonatadas del cretácico inferior.

2.7. Reservas y datos de exploración

La Mina “Loma Blanca” no cuenta con estudios de reservas, ni con barrenos de exploración, por ello en esta tesis uno de los objetivos es el cálculo de las reservas disponibles y el tiempo de vida de la mina. Se cuenta con el plano topográfico donde se resalta la poligonal del área de la mina, así como las frentes de explotación y las curvas de nivel con equidistancia a cada 10 metros, tomada a partir de la altimetría que marca la carta topográfica del INEGI. A partir del plano se procede a realizar secciones transversales y posteriormente poder calcular el volumen del depósito.

2.8. Condiciones actuales de la mina

La mina se compone de una superficie de 31,921.33 [m²], en la cual se extrae la roca caliza; el tiempo que lleva operando la mina es de 10 años, con una producción mensual de 700 toneladas de caliza blanca y 1400 toneladas de caliza café.



Figura 2.6 Cantera “Loma Blanca”.

2.9. Maquinaria y equipo disponible

Actualmente la mina Loma Blanca cuenta con maquinaria para realizar la explotación de la caliza de acuerdo a cada etapa correspondiente de operación que se mostrará continuación:

Como la cantera no cuenta con una perforadora propia para realizar la explotación ésta se la rentan al dueño a un costo de 9,000 pesos cada mes por 5 barrenos.

Perforadora (RENTA)



- **Consumo de Energía:** 230 [L] al día de diésel
- **Modelo:** Stelminc
- **Año:** 1995

Figura 2.7 Perforadora utilizada en la cantera.

Para el rezagado de mineral se realiza con un cargador frontal (figura 2.8).

Cargador Frontal



- **Capacidad:** 2.3 [m3]
- **Modelo:** Michigan
- **Año:** 1969
- **Precio de la compra:**
80 mil pesos medio uso

Figura 2.8 Cargador frontal utilizado para el rezagado en la cantera.

Como se tiene un sobre tamaño de roca es necesario reducir el tamaño manualmente con ayuda de un martillo hidráulico manual, el utilizado se muestra en la siguiente imagen (figura 2.9).



Rompedor martillo hidráulico manual

- **Marca:** Stanley
- **Modelo:** MB85600 SN209
- **Año:** 1998

Figura 2.9 Martillo hidráulico manual.

Para realizar el acarreo se cuenta con 2 camiones (figura 2.10), ambos en buenas condiciones de trabajo.

Camiones



- **Consumo de Diesel:** 70 [L] al día
- **Modelo:** International y Dina
- **Capacidad:** 14 [m3]
- **Año:** 1989 y 1980

Figura 2.10 Camiones utilizados para el acarreo de mineral.

2.10. Fuentes de inversión

La única fuente de inversión son los propios recursos con los que cuenta la persona propietaria de la cantera, mismos que se han obtenido por la explotación de la cantera "Loma Blanca". En este proyecto se realizará un análisis técnico-financiero para estudiar la factibilidad de conseguir un crédito para la compra de una perforadora, ya que no se cuenta con una, únicamente se realiza la renta de ésta. También se requiere de un crédito para comprar una planta de trituración para la creación de cero fino a partir de la caliza y así tener más ganancias, así como una ensacadora y un montacargas.

CAPITULO III

ESTIMACIÓN DE RESERVAS

La cantera no cuenta con estudios de barrenación a diamante, dicha estudio es ideal para la obtención de muestras y además para determinar con exactitud la presencia de reservas de mineral. Debido a que no se tienen barrenos de exploración con ayuda del plano topográfico en la cual se resalta la poligonal del área de la mina (figura 2.4) y las curvas de nivel con equidistancia a cada 10 metros se estimarán las reservas con el Método de Secciones Transversales con la finalidad de conocer la vida útil de la mina, así como justificar la inversión propuesta.



Figura 3.1 Vista panorámica del banco de explotación, cantera Loma Blanca.

La estimación se analizó por dos métodos distintos:

- ❖ Mediante análisis trigonométrico a través de mediciones proporcionadas por *Google Earth*.
- ❖ Por secciones transversales.

La estimación es un acercamiento útil para evaluar el volumen de la cantera que se está explotando actualmente.

3.1. Medición de reservas con Google Earth.

Mediante una imagen satelital se trazó la poligonal del ejido con las coordenadas proporcionadas por el dueño (Tabla 2.1) en donde se trazó una línea que tocara los extremos de la poligonal en donde hay presencia de roca caliza (Figura 3.2).

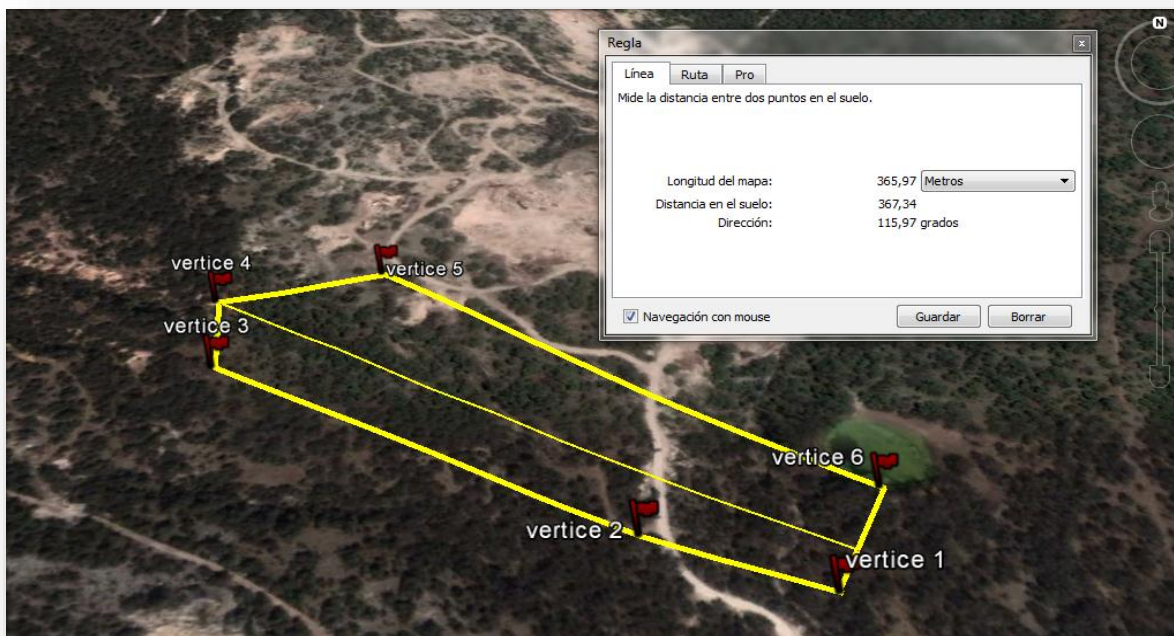


Figura 3.2 Distancia total de la poligonal (Google Earth 2015).

También se trazó una línea perpendicular a la longitud de la poligonal para conocer el ancho del ejido (Figura 3.3).

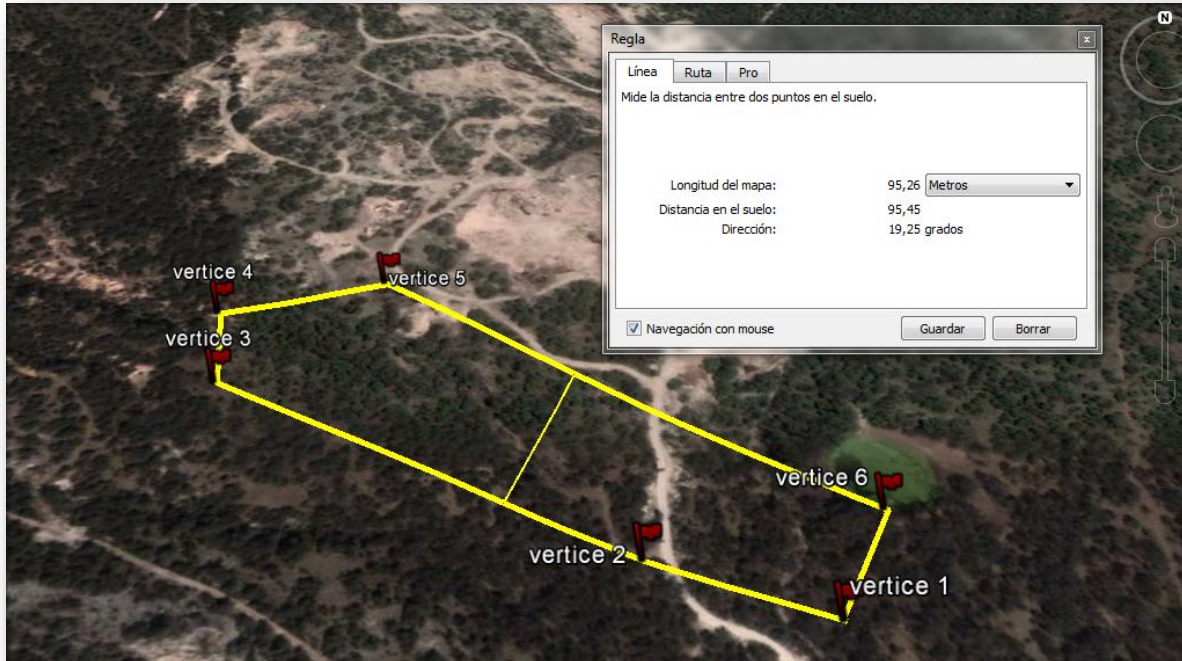


Figura 3.3 Anchor de la poligonal (Google Earth 2015).

Los datos obtenidos nos dan como resultado que tenemos 366 metros de longitud, 96 metros de ancho y 40 metros de altura que es la altura promedio de los cerros que lo rodean.

Por lo tanto haciendo un cálculo rápido del volumen nos arroja como resultado considerando, si fuera un cuerpo en forma de prisma rectangular, lo siguiente:

$$V= 366\text{m} \times 96\text{m} \times 40\text{m} = \underline{1'405,440 \text{ m}^3}$$

Pero como generalmente no es así se realizó otra estimación con un menor grado de error por el método de secciones transversales con ayuda de *AutoCAD*.

3.2. Secciones transversales

De acuerdo con el análisis de datos disponibles para el cálculo de reservas se optó por elegir el método de secciones transversales, el método de secciones transversales consiste en la división de cuerpo mineralizado en bloques mediante la construcción de secciones geológicas a intervalos constantes o variables según sean los requerimientos geológicos y mineros.

Para realizar el cálculo de reservas se siguió el principio básico de este método el cual se basa en la regla de los cambios graduales. En el que, cada bloque interno está confinado por dos secciones y por una superficie lateral irregular. Los bloques de los extremos están confinados por una sección y una superficie lateral. Las secciones pueden ser paralelas entre sí o pueden no serlo y pueden ser horizontales hasta verticales.

Los volúmenes se calculan por medio de conocidas fórmulas de la geometría de los sólidos, tales como la fórmula del área mediana, de las pirámides y conos truncados, de las de la cuña y los conos, la fórmula prismoidal y la fórmula de Bauman.

Cuando las secciones no son paralelas se siguen métodos que difieren del anteriormente descrito. Este caso es de interés en minería por cuanto es común que las secciones converjan o que sean divergentes debido a la variabilidad en el rumbo de los cuerpos mineralizados.

En el caso en que el ángulo de intersección entre las secciones sea menor de 10°, puede aplicarse la siguiente fórmula:

$$V = \frac{(S1 + S2)(h1 + h2)}{4}$$

dónde:

S1 y S2: Son las áreas mineralizadas en las secciones.

h1 y h2: Son las longitudes de las perpendiculares trazadas desde el centro de gravedad de cada sección hasta la otra.

Realizando los trazos en *AutoCAD* de las secciones y efectuando los cálculos se obtuvieron 3 secciones: A-B, C-D y E-F y se determinó el área de cada una de ellas, y posteriormente con la fórmula del volumen mencionada anteriormente se calculó el volumen de cada sección y se obtuvo la sumatoria y así se determinaron las reservas.

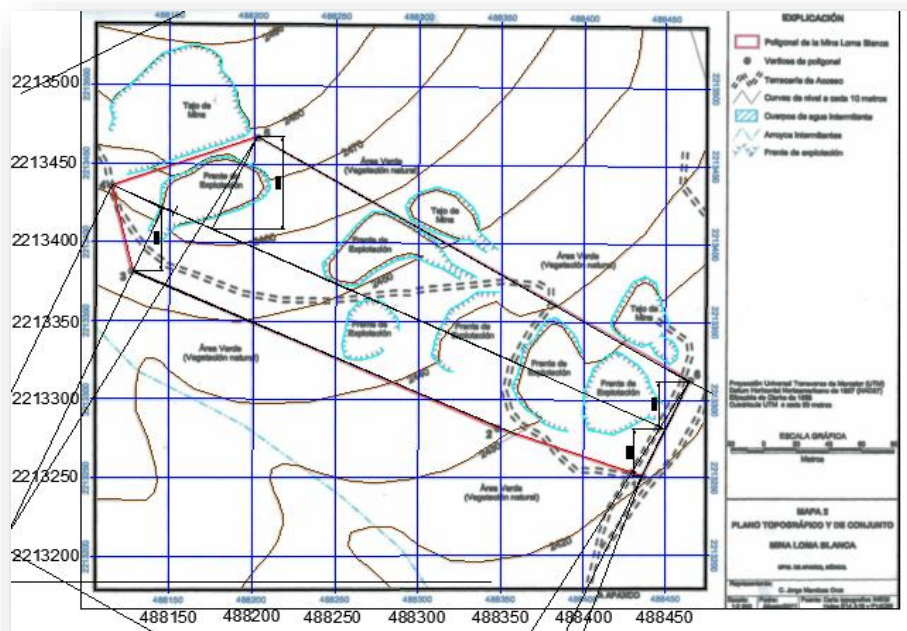


Figura 3.4 Trazos en AutoCAD de la poligonal.

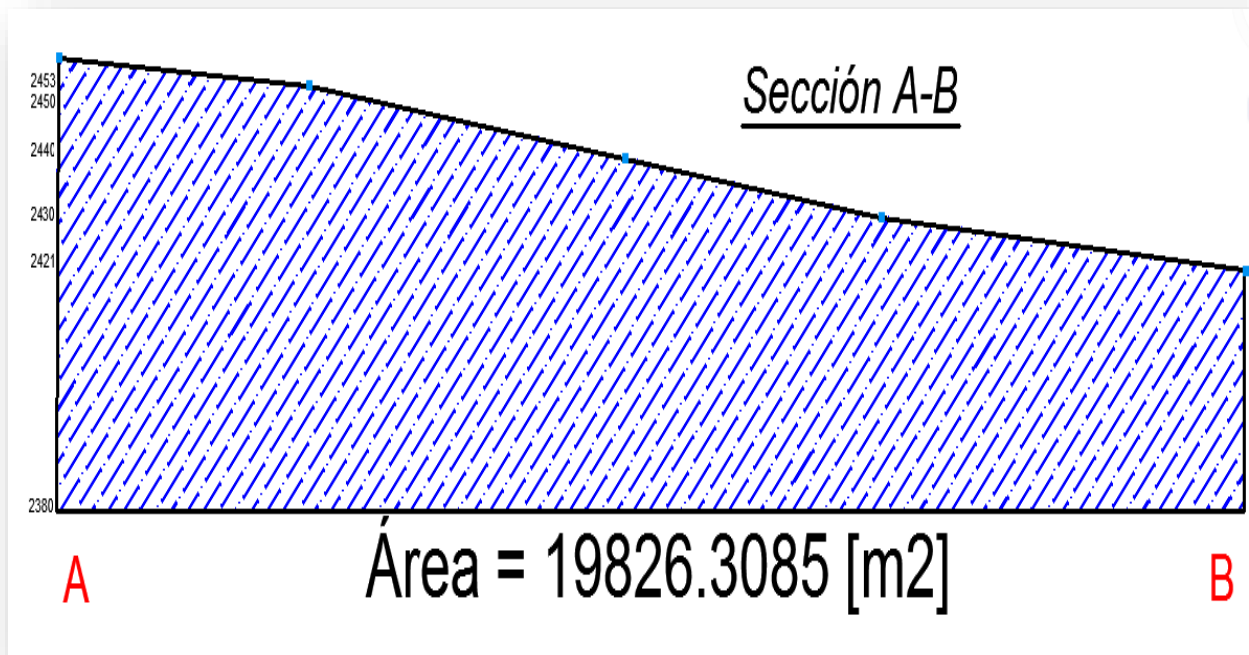


Figura 3.5 Área total de la Sección A-B.

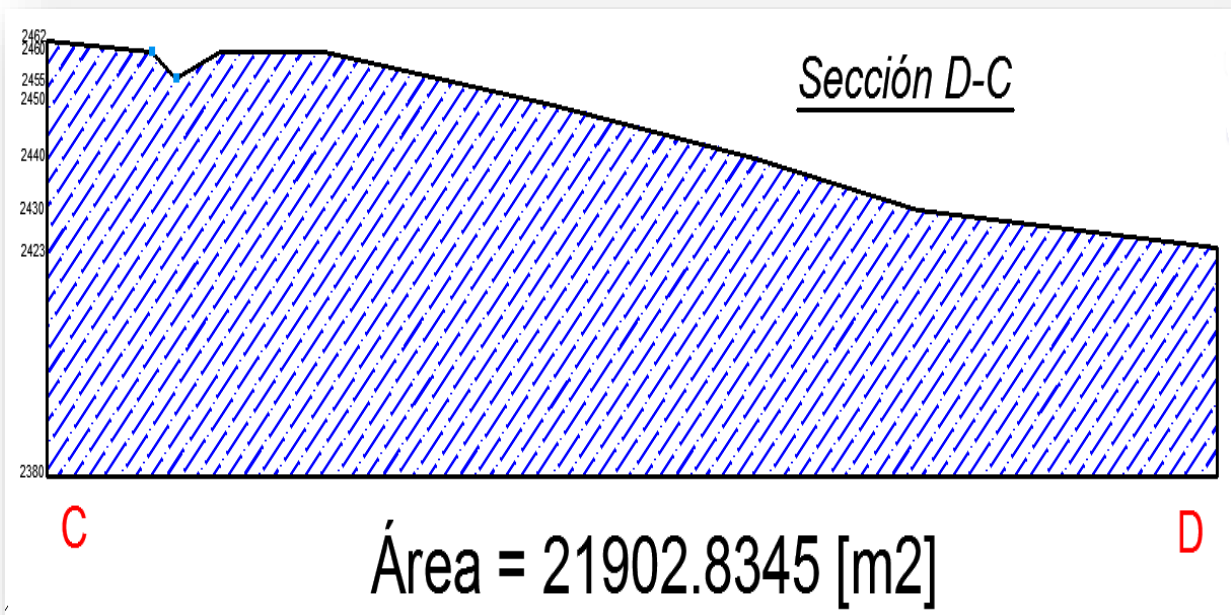


Figura 3.6 Área total de la sección D-C.

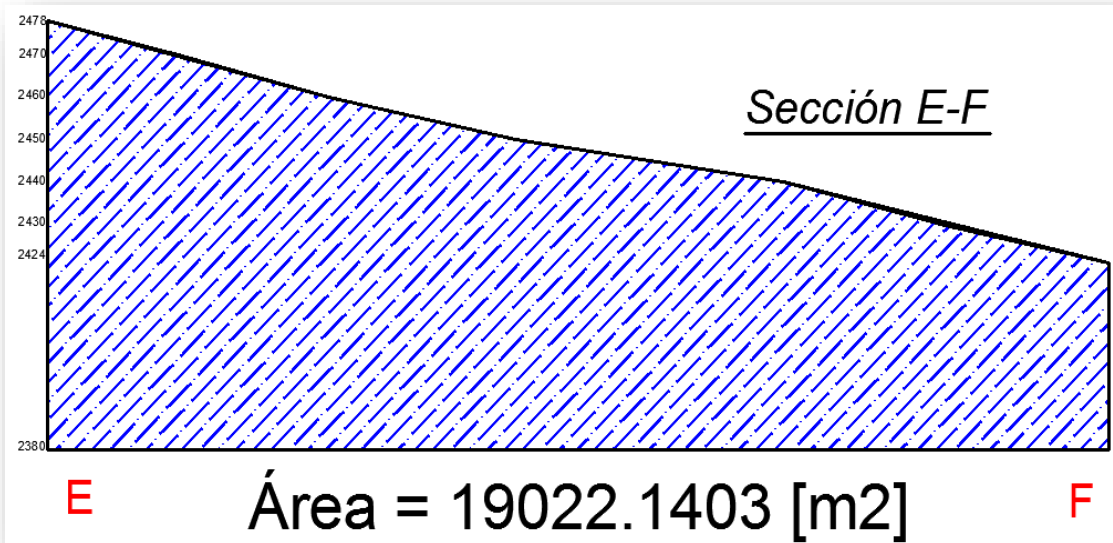


Figura 3.7 Área total de la sección E-F.

Conocidas las áreas de las secciones sustituyendo los valores en la formula mencionada anteriormente se obtuvo la siguiente tabla:

BLOQUE	SECCIONES	Área S(m ²)	H1(m)	H2(m)	VOLUMEN(m ³)
1	A-B	S1=19826.3085			
2	C-D	S2=21902.8345	H1=40.62	H2=30.85	V1=745595.462
2	C-D	S3=21902.8345			
3	E-F	S4=19022.1403	H1=60.08	H2=30.79	V2=929713.115
VOLUMEN TOTAL					1'675,308.57 (m³)

Tabla 3.1 Volumen total de la poligonal estimado por secciones transversales.

Como se observa (tabla 3.1), se obtuvo un volumen total de $1'675,308.57 m^3$ con esto ya tenemos una mayor aproximación al volumen de la cantera que se encuentra en la zona.

CALIZA BLANCA	CALIZA CAFE
Producción al mes = 1,200 [ton/mes]	Producción al mes = 2,400 [ton/mes]
Producción anual = 14,400 [ton/año]	Producción anual = 28,800 [ton/año]
Relación de producción = 2:1	Reservas totales = 4,188,271.43 [ton]
Reservas totales = 2,094,135.72 [ton]	
<i>Tiempo de vida de la mina = 145 años</i>	<i>Tiempo de vida de la mina = 145 años</i>

Tabla 3.2 Ritmo de producción y reservas.

Esto ayuda a proyectar que la cantera tiene una vida aproximada de 145 años con el ritmo de explotación que se propone como se muestra en la tabla 3.2.

CAPITULO IV

SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO Y DETERMINACIÓN DE CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN

En la actualidad, la mina no cuenta con un sistema de explotación adecuado lo que pone en riesgo la integridad de los trabajadores además de que hace que la producción y labores de la operación sean limitadas.

Para comprender las limitaciones y determinar un sistema de explotación a continuación se describe de manera detallada como se conforma una cantera así como sus respectivos elementos.

4.1. Elementos de una cantera

Las canteras son bastante similares a las minas a cielo abierto, y el equipo empleado es el mismo. La diferencia es que los materiales extraídos suelen ser minerales industriales y materiales de construcción. El procedimiento para realizar la explotación queda definido por la aplicación de los parámetros o criterios de diseño de la excavación, que permiten alcanzar la producción programada, de la forma más económica posible y en las máximas condiciones de seguridad. Los parámetros geométricos principales que configuran el diseño de las excavaciones (figura 4.1) corresponden a los siguientes términos:

Banco: Es el módulo o escalón comprendido entre dos niveles que constituyen el talud que se explota de estéril y/o mineral, y que es objeto de excavación desde un punto del espacio hasta una posición final pre establecida.

Altura de banco: Es la distancia vertical entre dos niveles o, lo que es lo mismo, desde el pie del banco (pata) hasta la parte más alta o cabeza (cresta) del mismo.

Talud del banco: Es el ángulo delimitado entre la horizontal y la línea de máxima pendiente de la cara del banco.

Talud de trabajo: Es el ángulo determinado por los pies de los bancos entre los cuales se encuentra alguno de los tajos o plataformas de trabajo. Es en consecuencia, una pendiente provisional de la excavación.

Limites finales de la explotación: Son aquellas situaciones espaciales hasta las que se realizan las excavaciones. El límite vertical determina el fondo final de la explotación y los límites laterales los taludes finales de la misma.

- **Talud final de la explotación:** Es el ángulo talud estable delimitado por la horizontal y la línea que une el pie del banco inferior y la cabeza superior.
- **Bermas:** Son aquellas plataformas horizontales existentes en los límites de la excavación sobre los taludes finales.

Caminos: Son las estructuras dentro de una explotación a través de las cuales se extraen los materiales, o se efectúan los movimientos de equipos y servicios entre diferentes puntos de la misma. Se caracterizan por su anchura, su pendiente y su perfil.

Ángulo de reposo del material: Es el talud máximo para el que se establece sin deslizar el material suelto que lo constituye y en condiciones de drenaje total, después de vertido.

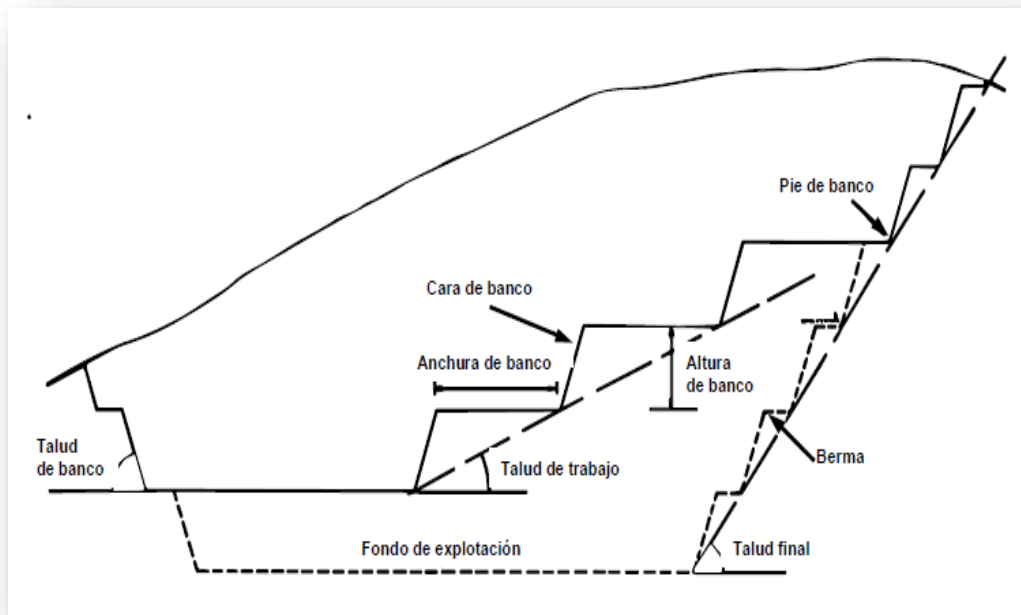


Figura 4.1 Elementos de una cantera.

4.2 Métodos y sistemas de explotación aplicables al yacimiento

4.2.1 Canteras en ladera

El minado de ladera es aquel minado mediante el cual se tiene acceso por medio de bancos de explotación a través de caminos, conforme se va adentrando al yacimiento, los bancos de explotación van creciendo hasta que se asciende al siguiente nivel, una vez que se tenga una altura dada y estable.



Figura 4.2 Explotación de cantera en ladera.

Según la dirección en la que se realicen los trabajos de excavación, pueden distinguirse las siguientes alternativas:

Avance frontal y frente de trabajo de altura creciente:

- Es la alternativa más frecuente por la facilidad de apertura de las canteras y a la mínima distancia de transporte inicial hasta la planta de tratamiento.
- El frente de trabajo está siempre activo.
- El frente es progresivamente más alto, por lo que es inviable proceder a la restauración de los taludes hasta que no finalice la explotación.



Figura 4.3 Minado en avance frontal y frente de trabajo de altura creciente.

Excavación descendente y abandono del talud final en bancos altos:

- Permite iniciar la restauración con antelación y desde los bancos superiores hasta los de menor nivel.
- Requieren una definición previa del talud final y consecuentemente un proyecto a largo plazo.
- Exigen constituir toda la infraestructura varia para acceder a los niveles superiores desde el principio y obliga a una mayor distancia de transporte en los primeros años de la cantera.



Figura 4.4 Minado en excavación descendente y abandono del talud final en bancos altos.

Avance lateral y abandono del talud final:

- Se puede llevar a cabo cuando la cantera tiene un desarrollo transversal reducido, profundizándose poco en la ladera, pero con un avance lateral amplio.
- Permite recuperar taludes finales una vez excavado el hueco inicial, así como efectuar rellenos parciales.
- Permite mantener de forma constante la distancia de transporte siempre que la instalación se encuentre en el centro de la corrida de la cantera.



Figura 4.5 Minado en Avance lateral y abandono del talud final.

4.2.2. Minado por banqueo descendente

Este minado consiste en realizar bancos, empezando primero por la parte más alta del terreno a explotar y se accede mediante un camino principal. Posteriormente los bancos van creciendo y van descendiendo de nivel a nivel; en este tipo de minado se debe tomar en cuenta el diseño del talud final así como el de las bermas.

4.3 Selección del método de minado

Analizando cada uno de los métodos de explotación para canteras y de acuerdo a la forma, dimensión y características estructurales del yacimiento, se recomienda de que el minado de ladera no sería buena opción ya que se requiere de caminos secundarios hacia los bancos, además que el ancho de la cantera es significativamente menor comparado con el largo de la cantera y su preparación puede entorpecer las frentes de trabajo.

En base al análisis se determinó que el mejor método aplicable a la cantera será el de: “banqueo descendente”, el cual consiste en la creación de bancos desde la parte más alta del predio, y sólo requiere de un camino principal para acceder a los bancos. Dado que la altura máxima del cerro es de 40 [m], el número de bancos a realizar será de 4 con una altura de 10 metros cada uno.

Este método tiene como ventaja el poder restaurar de manera sistemática los bancos superiores de la cantera.



Figura 4.6 Vista actual de la cantera “Loma Blanca”.

A continuación se muestra la adaptación del método de minado con ayuda del software *Rec-min* y *Google Earth*.

4.4 Adaptación del método de minado

Para fines prácticos con la ayuda de las herramientas básicas de *Google Earth*, al igual las herramientas del software minero *Rec-min* (Recursos mineros) se adaptará el método de “banqueo descendente”.

4.4.1 Levantamiento topográfico

A partir de las coordenadas de los vértices (tabla 2.1) se dibuja la poligonal con ayuda de la aplicación *Google Earth*.



Figura 4.7 Poligonal del fundo minero Loma Blanca (*Google Earth* 2015).

A partir de la poligonal con las herramientas de *Google Earth*, se hizo un levantamiento topográfico, donde se aprecia como la equidistancia va creciendo en dirección de SW a NE.

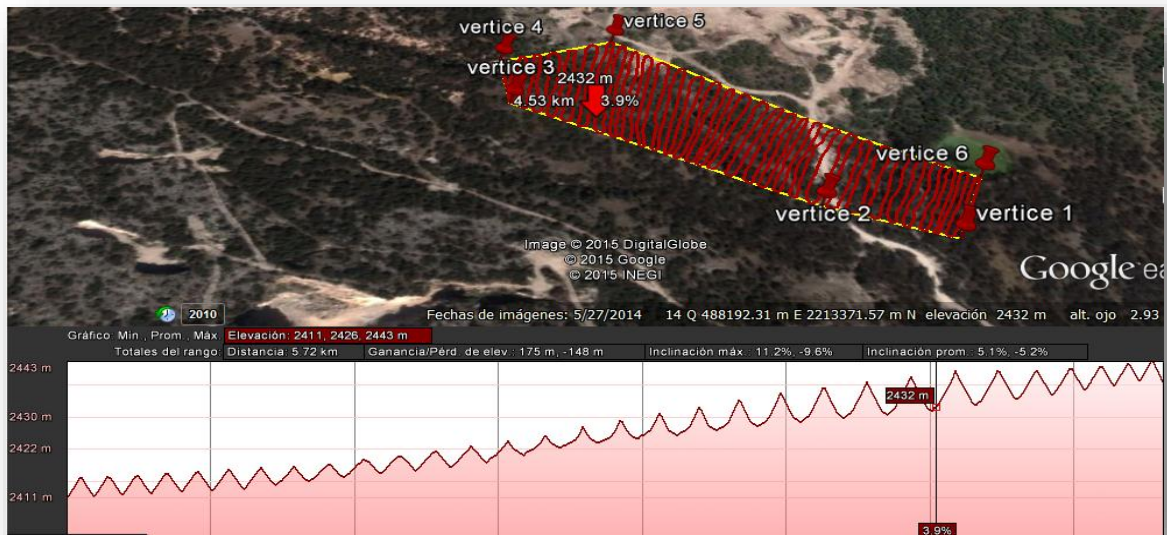


Figura 4.8 Levantamiento topográfico (Google Earth 2015).

4.4.2 Diseño del método de minado

Para el diseño es necesario obtener las curvas de nivel de la poligonal del levantamiento topográfico, importando los puntos obtenidos de la poligonal y hacer una triangulación con ayuda de *Rec-min* para posteriormente obtener las curvas de nivel

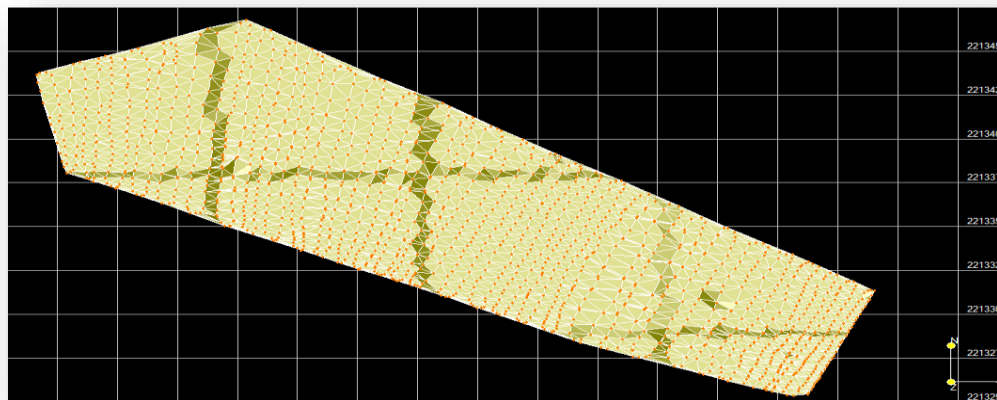


Figura 4.9 Triangulación puntos importados desde Google Earth a Rec-min.

Ya obtenida la triangulación se generan isolíneas en donde se marcan las equidistancias cada 10 metros (líneas gruesas) y cada 1 metro (líneas delgadas) y como se observa la topografía va descendiendo las curvas de nivel de NE a SW por lo que no presenta irregularidades del terreno y se adapta para aplicar el método.

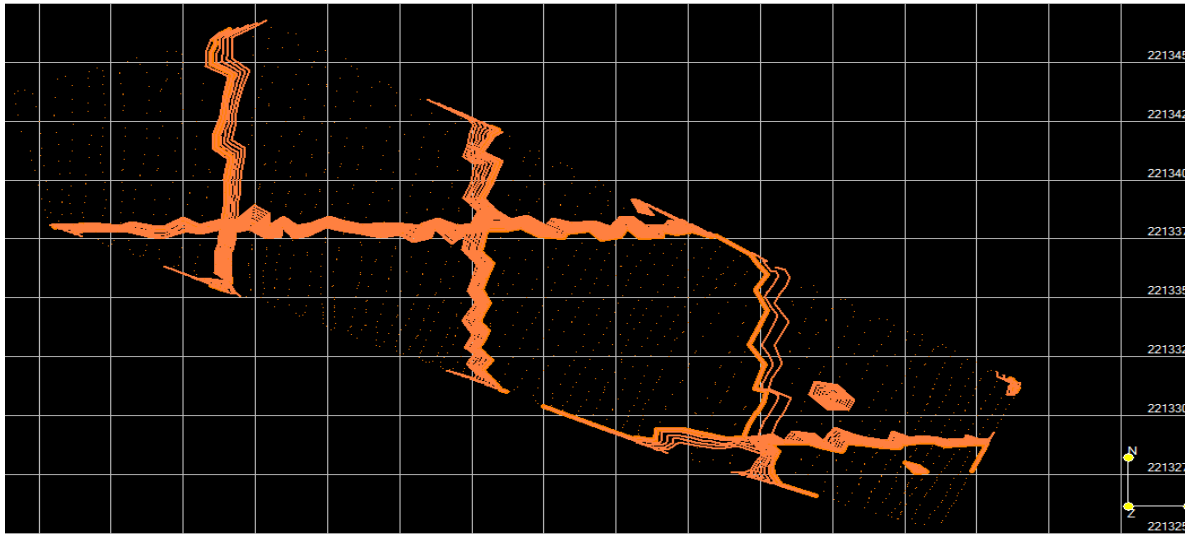


Figura 4.10 Vista en planta (Rec-Min).

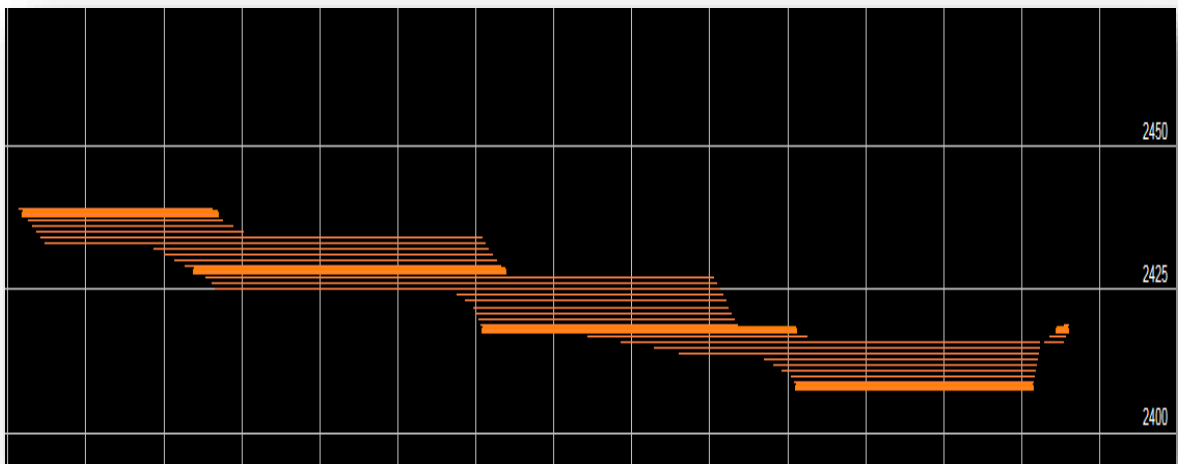


Figura 4.11 Vista en sección transversal (Rec-Min).

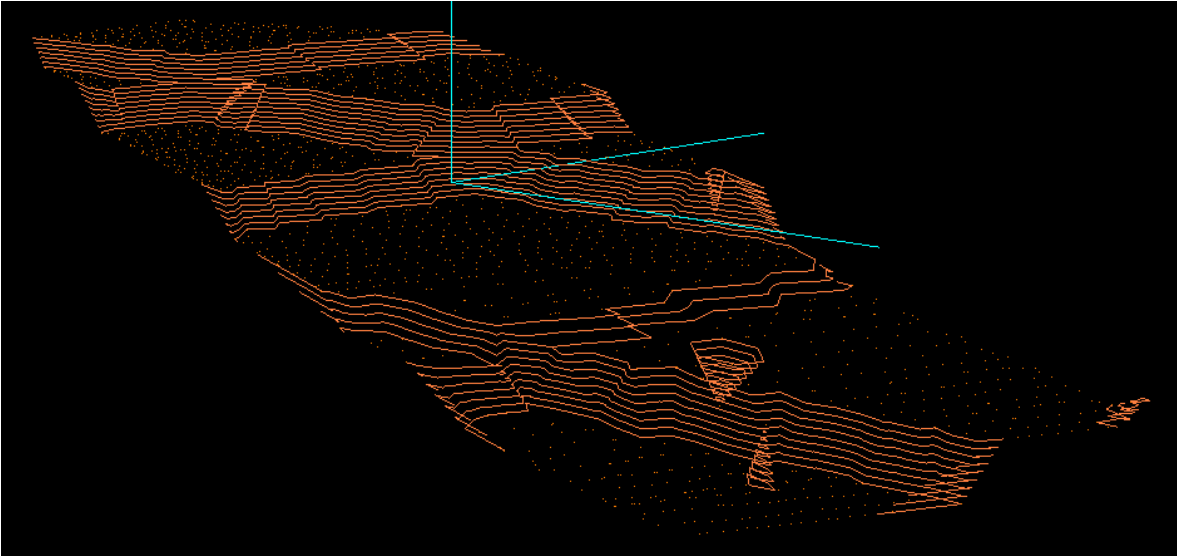


Figura 4.12 Vista en 3D (Rec-Min).

Como sólo se requiere de un camino principal (línea azul) para acceder a los bancos y dado que la altura máxima del cerro es de 40 [m], el número de bancos a realizar será de 4 con una altura de 10 metros cada uno. A continuación se presenta una representación gráfica del diseño del método generando las superficies con el software minero *Rec-min*.

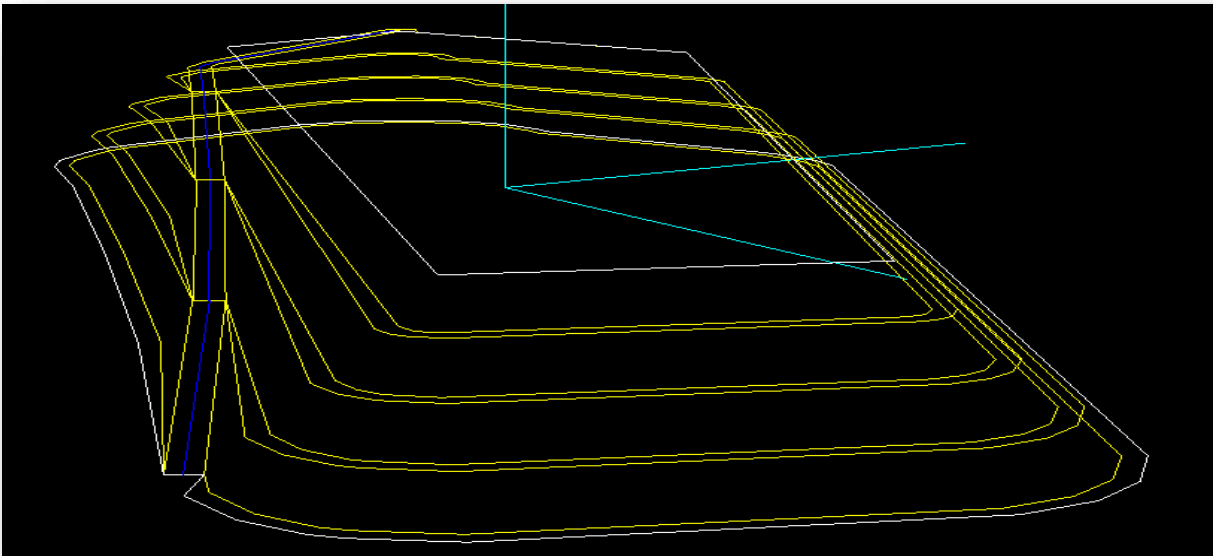


Figura 4.13 Vista en 3D del diseño de minado (Rec-Min).

4.5 Capacidad de producción

Actualmente la producción de caliza blanca es de 700 toneladas mensuales, pero se ampliará la producción a 1,200 toneladas mensuales ya que se propone la adquisición de una perforadora, y por lo tanto se tendrá que recalcular la plantilla de barrenación y el número de equipos con lo que deberá contar la cantera para lograr dicho aumento de producción. En cuanto a la caliza café, teniendo en cuenta la ampliación de la producción, ésta será de 2,400 toneladas mensuales debido a la relación de producción.

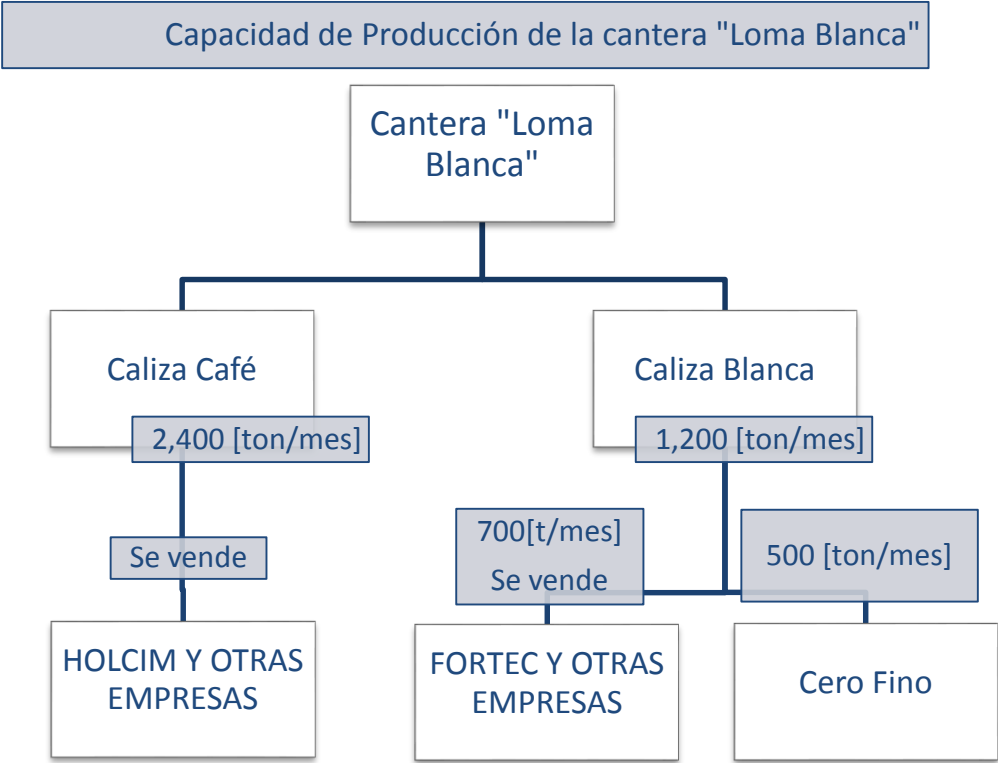


Tabla 4.1 Capacidad de producción Loma Blanca.

4.5.1 Diseño de la plantilla de barrenación

Uno de los grandes problemas de la cantera loma blanca es el sobre tamaño de roca que se presenta en las voladuras. Este problema se debe a un diseño de voladura deficiente, mala ejecución de barrenación o un mal cargado según el diseño propuesto. Los parámetros de diseño tales como: bordo, taco, sub barrenación, espaciamiento y tiempos de iniciación deben ser calculados cuidadosamente para que una voladura funcione de manera eficiente, segura y con niveles de vibración y golpe de aire razonables.



Figura 4.14 Acumulación de roca con sobre tamaño en la cantera Loma Blanca.

Para el cálculo de la plantilla de barrenación se determinarán los parámetros mediante dos fórmulas convencionales: **Ash y Konya** (Herbert, 2007), tendiendo los resultados se analizarán y se compararán para elegir la mejor plantilla.

4.5.2 Método de Ash

Propuso una fórmula para el diseño de plantillas de barrenación, que de alguna manera tomaba en cuenta el tipo de roca y de explosivo, pero ignoraba el hecho de que a medida que el diámetro aumenta la carga es mayor, por lo que se supone que se trata de una fórmula aplicable más bien a barrenos de gran diámetro.

La fórmula original de Ash era la siguiente:

$$B = KD$$

Donde K es una constante que varía según el tipo de explosivo de acuerdo con el siguiente cuadro:

Tipo de explosivo	Roca blanda	Roca media	Roca dura
Baja densidad(0.8-0.9) y baja potencia	30	25	20
Densidad media (1.0-1.2) y potencia media	35	30	25
Alta densidad (1.3-1.6) y alta potencia	40	35	30

Tabla 4.2 Tipo de explosivo en función de la dureza de la roca.

Para la perforación de barrenos verticales existen cinco fórmulas empíricas o relaciones que se usan para el diseño de rondas de barrenación, aplicables a todo tipo de bancos.

Estas fórmulas, también conocidas como “Relaciones de Ash”, son las que a continuación se enuncian.

$$B = K_b \left(\frac{D_c}{12} \right) \text{----- (1)}$$

$$S = (1 - 1.8) * B \text{----- (2)}$$

$$H = K_h(B) \text{----- (3)}$$

$$J = K_j(B) \text{----- (4)}$$

$$T = K_t(B) \text{----- (5)}$$

Dónde:

K_b = Relación de bordo (ft)

K_s = Relación de espaciamiento (ft)

K_h = Relación de longitud de barrenación (ft)

K_j = Relación de sub-barrenación (ft)

K_t = Relación de taco (ft)

D_e = Diámetro de barrenación (ft)

Utilizando la fórmula adecuada se puede llegar a calcular los parámetros desconocidos, tales como bordo, espaciamiento, longitud de barrenación, longitud de sub barrenación, longitud del taco y longitud total de barrenación.

- **Cálculo del bordo**

$$B[ft] = \frac{Kb * \phi [in]}{12}$$

- **Kb** Depende de la clase de roca y tipo de explosivo empleado utilizando (tabla 4.2) que se vio anteriormente :

$$B[ft] = \frac{25 * 4}{12} = 8.33[ft] \approx \mathbf{2.54[m]}$$

- **Cálculo del espaciamiento**

$$S = (1 - 1.8) * B$$

$$S = (1.4) * (2.54) = \mathbf{3.55 [m]}$$

- **Cálculo del taco**

$$T = 0.7 * B$$

$$T = (0.7) (2.54) = \mathbf{2.0 [m]}$$

- **Cálculo de sub-barrenación**

10% de H

$$(0.1) (10) = \mathbf{1 [m]}$$

- **Determinación de número de barrenos por mes**

$$\frac{Ton}{bno} = Bordo * Espaciamiento * \rho_{roca} * Altura del banco$$

$$\frac{Ton}{bno} = (2.54)(3.55)(2.5)(10)$$

$$\mathbf{225.42 \left[\frac{ton}{bno} \right]}$$

$$\frac{3,600 \left[\frac{ton}{mes} \right]}{225.42 \left[\frac{ton}{bno} \right]} = \mathbf{16 \left[\frac{barrenos}{mes} \right]}$$

Resultados con el método de ASH

Altura de banco	10 metros
Bordo	2.54 metros
Espaciamiento	3.55 metros
Taco	2 metros
Sub-barrenación	1 metro
Longitud de carga de columna	9 metros

Tabla 4.3 Parámetros de plantilla de barrenación con ASH.

4.5.3 Método de Konya

En este método se caracterizó tanto el explosivo como la roca por sus respectivas densidades « d_e » y « d_r » y propuso la siguiente ecuación:

$$B = \left[\frac{2\rho_e}{\rho_r} + 1.5 \right] (d)$$

Si se tiene en cuenta que el valor numérico de dicha expresión va a oscilar casi siempre entre 2.0 y 3.0, esta fórmula se relaciona con la de Ash para valores intermedios de «K».

Al igual que la de Ash, la fórmula de Konya se ajusta bastante a la realidad con diámetros grandes y proporciona resultados bastante conservadores en diámetros pequeños.

Los proyectos de voladuras con explosivos deben abarcar los conceptos fundamentales de un diseño ideal, los cuales son modificados cuando es necesario para compensar las condiciones geológico-estructurales específicas de la roca que se pretende fragmentar. Para evaluar detalladamente un procedimiento de voladura, éste se debe tomar por partes y evaluar cada variable o dimensión de la plantilla.

Los bordos muy grandes causan un exceso de confinamiento en los barrenos, lo que da como resultado niveles de vibración significativamente más altos por kilogramo de explosivo utilizado. También afirma que la fragmentación de roca puede ser extremadamente gruesa y con frecuencia se tienen problemas de “pata”².

Las otras variables de diseño son más flexibles y no producirán diferencias tan drásticas en los resultados como la misma proporción de error en la dimensión del bordo.

- **Cálculo del bordo**

$$B = \left[\frac{2\rho_e}{\rho_r} + 1.5 \right] (d)$$

$$B = \left[\frac{2(0.85)}{2.5} + 1.5 \right] (4) = 8.72 [ft] = \mathbf{2.65[m]}$$

² Pata: Parte baja del banco de explotación.

- **Cálculo de espaciamento**

$$10 [m] < 4(2.65)=10.6 [m]$$

$$S = \frac{32.8 + 7(8.69)}{8} = 11.70 [ft] = \mathbf{3.56 [m]}$$

- **Cálculo del taco**

$$T = 0.7 * B$$

$$T = (0.7) (2.54) = \mathbf{2.0 [m]}$$

- **Cálculo de sub-barrenación**

$$10\% \text{ de } H$$

$$(0.1) (10) = \mathbf{1 [m]}$$

- **Determinación de número de barrenos por mes**

$$\frac{Ton}{bno} = Bordo * Espaciamento * \rho_{roca} * Altura \text{ del banco}$$

$$\frac{Ton}{bno} = (2.65)(3.56)(2.5)(10)$$

$$235.85 \left[\frac{\text{ton}}{\text{bno}} \right]$$

$$\frac{3,600 \left[\frac{\text{ton}}{\text{mes}} \right]}{235.85 \left[\frac{\text{ton}}{\text{bno}} \right]} = 15 \left[\frac{\text{barrenos}}{\text{mes}} \right]$$

Resultados con el método de Konya

Altura de banco	10 metros
Bordo	2.65 metros
Espaciamiento	3.56 metros
Taco	2 metros
Sub-barrenación	1 metro
Longitud de carga de columna	9 metros

Tabla 4.4 Parámetros de plantilla de barrenación con Konya.

Analizando cada método para calcular las plantillas de barrenación, y comparando resultados, se observa que los resultados de bordo y espaciamiento son similares con ambos métodos, pero la plantilla a elegir será la de Ash ya que con dicha plantilla se necesitará de 16 barrenos para una producción mensual de 3,600 toneladas, y también así asegurar buena fragmentación de roca.

4.6 Determinación preliminar del equipo a utilizar

Debido a que en la mina no cuenta con una perforadora propia y como se hará una ampliación de producción a larga plazo, resulta poco conveniente la renta de la misma, por lo que se buscó en el mercado diferentes perforadoras que cumplan con los requisitos de barrenación como: la profundidad a la que barrena, diámetro de barrenación, si se cuenta con colector de polvos así como el compresor que se usara.

La perforadora propuesta será una Track Drill Ecm350 es una perforadora neumática, con brazo extendible, montada sobre orugas para perforar a diámetros de 2-1/2" a 4" (64-102 mm) en vertical u horizontal con drifter, o hasta 5 1/2" con martillo de fondo. Especial para trabajos en canteras, por su construcción robusta y potencia de sus motores de tracción de 11.4 hp, y un compresor neumático de 750 Pcm (pies cúbicos por minuto) Marca Ingersoll Rand, sobre llantas motor Cummins 6 cilindros turbo I10.



Figura 4.15 Track Drill Ecm350 VI140 Ecm 350 Ingersoll Rand.

4.7 Número de personal y categoría

Se contará con 6 trabajadores en la operación, con un horario de trabajo de lunes a viernes de 7 am a 3 pm, mientras que los sábados se trabaja de 7 am a 1 pm.

- 2 operadores de camión (con un sueldo de \$2,124 cada 8 días)
- 1 operador cargador (con un sueldo de \$2,124 cada 8 días)
- 2 ayudantes (con un sueldo de \$1,652 cada 8 días)
- 1 perforista (con un sueldo de \$2,595 cada 8 días)

4.8 Estimación de la inversión requerida para la operación de la mina

La única inversión que se requiere en la cantera “Loma Blanca” es la compra de una perforadora Track Drill Ecm350 VI140 Ecm 350 Ingersoll Rand, la cual tiene un precio de \$450,000 MXN y también se tiene que comprar un Compresor Neumático de 750 Pcm Marca Ingersoll Rand con un costo de \$200,000 MXN.

El resto de los equipos de la operación (camión de acarreo, cargador frontal) funcionan en condiciones óptimas, por lo que se tendrá que adecuar el mantenimiento de las máquinas con el fin de alargar su tiempo de vida de estos.

4.9 Estimación de los costos de producción

Los costos de operación de la cantera se clasifican en 4 grupos:

- Mantenimiento
- Combustible
- Sueldos
- Explosivos

- **Mantenimiento**

2 Filtros aceite \$480.00 c/u

2 Filtros diésel \$540.00 c/u

40 litros aceite hidráulico \$ 6757 al mes

57 litros aceite de motor \$ 3249 al mes

\$ 12,046 MXN al mes

- **Combustible**

Combustible de 2 camiones = **\$ 11, 630 MXN / mes**

Cargador Frontal = **\$ 14,200 MXN /mes**

- **Sueldos**

2 operadores de camión (con un sueldo de \$2,124 cada 8 días)

1 operador cargador (con un sueldo de \$2,124 cada 8 días)

2 ayudante (con un sueldo de \$1,652 cada 8 días)

1 perforista (con un sueldo de \$2,595 cada 8 días)

TOTAL = \$ 49, 084 MXN / Mes

- **Explosivos**

Para un diámetro de 4" [pulgadas], se carga con 6.89 Kg [ANFO/m] en el barreno, considerando la longitud de carga de columna de 9 [m] de longitud se requieren 62.01 Kg [ANFO/ barreno].

Considerando 16 barrenos al mes, el ANFO que se requerirá mes con mes será de 992.16 kilogramos. Cada costal de ANFO tiene 25 kilogramos a un precio de \$ 350 pesos mexicanos. Por lo tanto se tendrán que comprar 40 costales de ANFO al mes para obtener una producción de 3,600 toneladas.

Como carga de fondo se requerirá medio kilo de dinamita por barreno, por lo que se tendrá que comprar 8 kilogramos de dinamita al mes.

COSTO DE EXPLOSIVOS AL MES					
PRODUCTO	CANTIDAD	COSTO POR UNIDAD		COSTO TOTAL	
ANFO	40 costales	\$	350	\$	14,000
Dinamita	8 kg	\$	70	\$	560
Cordón detonante	50 metros	\$	6.50	\$	325
Nonel	16 piezas	\$	120	\$	1920
Cañuela	5 metros	\$	7	\$	35
Casquillos	2 casquillos	\$	5.50	\$	11
TOTAL				\$	16,851 MXN

Tabla 4.5 Costos de explosivos al mes.

COSTO DE PRODUCCIÓN AL MES		
MANTENIMIENTO	\$	12,046
COMBUSTIBLE	\$	25,830
SUELDOS	\$	49,084
EXPLOSIVOS	\$	16,851
TOTAL	\$	103,811 MXN

Tabla 4.6 Costos de producción al mes.

CAPITULO V

DISEÑO DE PLANTA DE CERO FINO.

En la cantera Loma Blanca el material que se obtiene de la mina se vende como “greña” a las empresas contratadas. Aunque ya se están explotando 700 toneladas de caliza blanca y 1400 toneladas de caliza café. Se pretenden explotar 500 toneladas más de caliza blanca para la producción de Cero Fino (el cual es utilizado en la industria de la construcción para acabados en muros o techos). Al tener la ampliación de producción esto generará ganancias ya que se seguirá comercializando la greña, además de vender el Cero Fino, para ello se requiere calcular el equipo a emplear para su producción.

5.1 Ubicación de la planta de Cero Fino

La planta estará ubicada en un terreno de aproximadamente 700 m^2 a 10 km de la cantera en: Av. Niños Héroe #67 Col. Pérez de Galeana, Apaxco Estado de México C.P. 55660. Aunque la distancia de acarreo es larga esto se resuelve con uno de los camiones con los que se cuenta, más adelante se hace un cálculo de acarreo para confirmar lo mencionado.

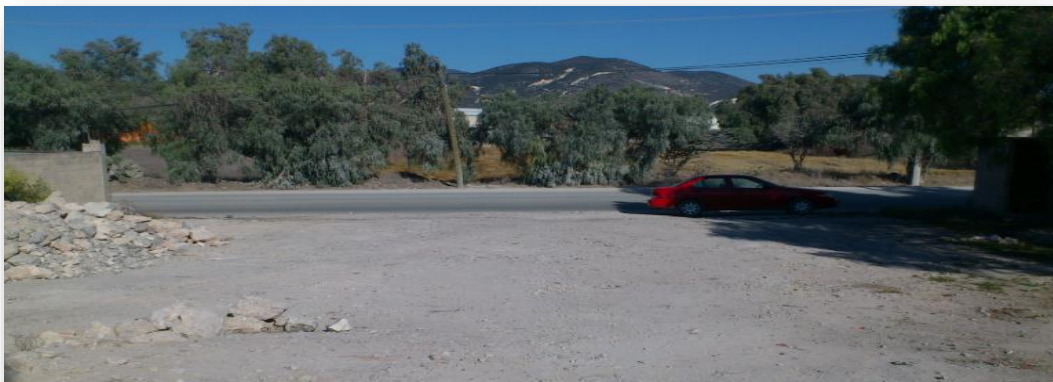


Figura 5.1 Terreno donde se ubicará la planta.

5.2 Diseño del sistema de trituración y molienda

Una vez que se realiza la voladura de la caliza, se ha calculado que el tamaño de fragmentación se encuentre por debajo de los 20 cm. Si la roca no presenta dicha granulometría se tendrá que reducir el tamaño con ayuda de un martillo hidráulico manual hasta lograr el tamaño requerido, para que posteriormente la roca sea enviada a la etapa de trituración. El material se depositará en una tolva de gruesos cuya parrilla permitirá una separación con arreglo cuadrangular de 20 cm para posteriormente realizar una trituración primaria mediante una trituradora de quijada que descargará el material a una granulometría entre 10 y 40 [mm].

Una vez obtenida dicha granulometría el material será enviado a la etapa de molienda hasta llegar a una malla #12 para lo cual se analizará la conveniencia en una relación Costo-beneficio del empleo de un molino Raymond o un molino de micro polvo de media velocidad, considerando el costo de inversión, la capacidad de producción, el ritmo de producción y la necesidad de operaciones auxiliares para entregar el producto terminado.

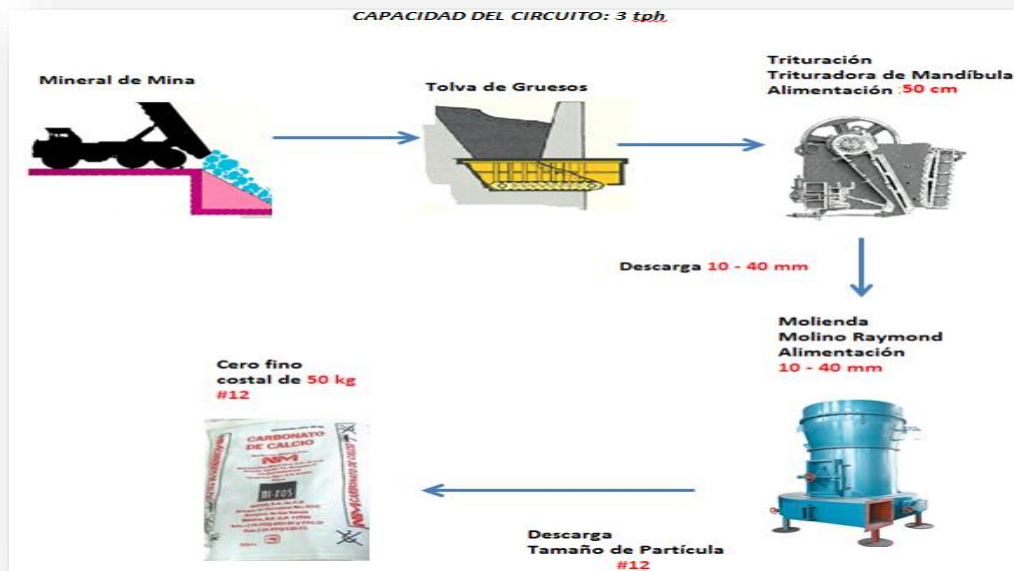


Figura 5.2 Ciclo de operación de la planta de Cero Fino.

5.2.1 Acarreo del mineral de la mina a la planta

Como se mencionó anteriormente se propone que la planta estaría ubicada a 10 km de distancia de la cantera por lo que es necesario saber el rendimiento de acarreo de mineral para determinar cuánto tiempo se tarda cada viaje, el número de viajes, rendimiento por camión, todo esto para tener controlado el ciclo de operación mina-planta considerando que el camión se cargue al 85% de su capacidad como se muestra en las siguientes tablas:

DATOS:		
Hora _{Inicio}	07:00:00	hh/mm/ss
Hora _{Final}	03:00:00	hh/mm/ss
Jornada	8	hrs
Distancia de Transporte	10,000	m
Velocidad de Ida	20	Km/hr
Velocidad de Vuelta	30	Km/hr
Tiempo de rezagado	6	min.
Tiempo de Descarga	2	min.
Tiempo de Maniobras	3	min.
Porcentaje de Eficiencia	85	%
Factor de operación	0.9	
Capacidad del camión	13	m ³
Número de Camiones	1	Unid.
Peso específico del material	1.6	Tn/m ³

Tabla 5.1 Datos de acarreo de mineral.

RESULTADOS:		
Ciclo de un camión	61	min.
Número de Viajes	6	Viajes
Rendimiento por camión	78.00	m ³ /día
Rendimiento de un camión en toneladas	74.80	ton/día

Tabla 5.2 Resultados del acarreo de mineral.

Como se observa en los resultados podemos analizar que con un camión es suficiente para cumplir con la producción requerida debido que en la planta se trabaja 8 horas con una alimentación a la quebradora de 3 ton/hora, por lo que si cumple con las 24 toneladas diarias.

5.2.2 Tolva de gruesos

Las tolvas de gruesos son depósitos que sirven para almacenar el mineral en bruto (greña) que viene de la mina para alimentar de manera regular la quebradora.

Generalmente estas tolvas son de concreto armado y de forma cuadrada con un parrilla rústica que sirven para recibir el mineral que viene de la mina, Su principal función consiste en impedir el paso de minerales grandes dentro de la tolva de almacenamiento con el fin de evitar problemas en la trituradora.

5.2.2.1 Capacidad de la tolva de gruesos

La capacidad de una tolva se determina teniendo en cuenta la forma geométrica de ésta, la granulometría y densidad aparente del mineral. Se debe tener presente que el material que se almacena en tolvas, no está compacto ya que existen espacios libres entre los trozos de mineral y éstos serán mayor cuanto mayor sea la granulometría del mismo. Además, las tolvas nunca se llenan completamente, quedando un espacio libre considerable en su parte superior; por estas consideraciones se debe estimar en cada caso específico, la proporción de espacios libres, que debe descontarse del volumen total de la tolva para obtener resultados más reales.

La tolva de gruesos está construida de concreto armado con una capacidad mayor a 24 toneladas debido a que una tolva no debe de llenarse a su capacidad máxima, en la parte superior lleva un parrilla de rieles con una abertura de 8". A continuación se diseñará una tolva cuadrangular, considerando que el índice de abundamiento es del 30% a partir de los siguientes datos:

$$\text{Densidad de mineral} = 1.6 \text{ ton}/m^3$$

Se calcula el volumen de la tolva a partir de la siguiente fórmula:

$$V \text{ tolva} = V \text{ paralelepípedo sup.} + V \text{ paralelepípedo inf.} / 2$$

$$V \text{ tolva} = (4 * 4 * 1)m^3 + \left(\frac{4*4*2}{2}\right) m^3$$

$$\underline{V \text{ tolva} = 32 m^3}$$

Como se mencionó anteriormente una tolva no se llena al 100% de su volumen debido al índice de abundamiento es por ello que el volumen que obtendremos es al 70%.

$$\underline{V \text{ tolva } \acute{u}til = 32 * 0.70 = 22.4 \text{ m}^3}$$

A partir del volumen obtendremos la capacidad de la tolva con la densidad y con un 5.6% de humedad de la siguiente manera:

$$\text{Capacidad tolva} = 22.4 \text{ m}^3 * 1.6 \text{ ton / m}^3 = 35.84 \text{ ton}$$

$$\text{Capacidad tolva} = 35.84 * 0.944 = 33.83 \text{ ton}$$

$$\underline{\text{Capacidad tolva} = 33.83 \text{ ton}}$$

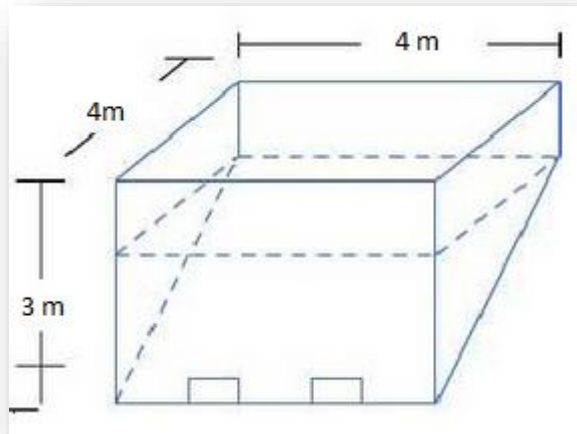


Figura 5.2 Diseño de la tolva de gruesos.

5.2.3 Trituración

La trituración es la primera etapa de reducción de tamaño de la roca. Esta operación se realiza en seco y se lleva a cabo en uno o varios pasos, en este caso se tendrán

una trituración primaria para después pasar a la etapa de molienda. Para la etapa de trituración primaria, la reducción mecánica de tamaño de la roca proveniente de la cantera, es decir, el tamaño de alimentación, será < 20 [cm], y el mineral que resulta de esta trituración tendrá una granulometría de 10 y 40 [mm]. Ese es el tamaño ideal para alimentar un molino tipo Raymond o un molino de micro polvo de media velocidad, que permita moler el material hasta una granulometría de #12 malla.

Trituradora de mandíbula Modelo PEX-150 x 250

Las máquinas trituradoras de mandíbula son principalmente utilizadas para reducir varios tipos de piedras y materiales en trozos en este caso para la reducción de tamaño de partícula de la piedra caliza. Este tipo de trituradora es muy utilizada en la industria minera así como en la construcción. Para la etapa de trituración primaria, la reducción mecánica de tamaño de la roca proveniente de la cantera, es decir, el tamaño de alimentación, será de 20 [cm] y el mineral que resulta de esta trituración tendrá una granulometría de 10 – 40 [mm] que posteriormente pasará al proceso de molienda.



Figura 5.3 Trituradora de mandíbula PEX-150 x 250.

Debido a que la producción mensual será de 500 toneladas de Cero Fino, la cual tendrá una tasa de producción de 3 [t/h], se optó por elegir una trituradora que cumpla con dicha producción por lo cual se eligió la trituradora modelo: **PEX-**

150x250 la cual tiene la capacidad tonelada por hora de 1 a 5 [t/h], lo cual entra en dicho intervalo; ya que se trabajarán 3[t/h] además que se analizaron otras especificaciones como lo son: el tamaño de alimentación, la potencia del motor eléctrico y el tamaño de partícula de descarga.

Modelo	Tamaño de abertura para suministro de materiales (mm)	Tamaño de suministro de materiales máx. (mm)	Rango de ajuste de abertura de descarga (mm)	Capacidad (ton/hr)	Potencia de motor eléctrico (KW)	Dimensiones generales(mm)	Peso (ton)
PE-250x400	400*250	210	20-80	5-20	15	1450*1350*1296	3
PE-400x600	400*250	350	40-100	15-65	30	1700*1732*1653	7.2
PE-500x750	600*400	425	50-100	45-110	55	2035*1921*2000	11
PE-600x900	750*500	500	65-140	90-180	55-75	2290*2206*2370	10
PE-750x1060	900*600	630	80-160	110-320	110	2655*2302*3110	29
PE-900x1200	1060*750	750	100-200	200-400	132	3380*2870*3330	54.5
PE-1000x1200	1200*1000	850	195-260	220-450	160	3480*3876*3330	58
PE-1200x1500	1500*1200	1020	150-300	400-800	180-220	4200*3750*3820	100.9
PE-150x250	250*150	125	10-40	1-5	5.5	875*758*850	0.81

PE- 150x750	750*150	125	18-48	5-16	15	1200*1500*1200	3.8
PE- 250x750	750*250	210	25-60	15-30	22-30	1667*1545*1020	5
PE- 250x1000	1000*250	210	25-60	16-50	30-37	1530*1992*1380	7
PE- 250x1200	1200*250	210	25-60	20-60	37	1900*2192*1430	8
PE- 300x1300	1300*300	250	25-105	20-90	75	2720*1950*1600	11

Tabla 5.3 Especificaciones técnicas de las trituradoras de mandíbula.

5.2.4 Molienda

Para la etapa de molienda se hizo la comparación de dos equipos en una relación costo -beneficio del empleo de un molino Raymond o un molino de micro polvo de media velocidad, considerando los siguientes factores: el costo de inversión, la capacidad de producción, el ritmo de producción y la necesidad de operaciones auxiliares para entregar el producto terminado.

MOLINO TIPO RAYMOND VS MOLINO DE MICRO POLVO DE MEDIA VELOCIDAD

Raymond Mill 3R21153

Debido a las características de operación del molino Raymond, se considera que es adecuado para obtener el material terminado con la granulometría correspondiente

al “cero fino”, es decir, malla #12 [≈ 1.60 mm de apertura], utilizado según las especificaciones para material con dureza menor 7 en la escala de Mohs, como es el caso de la caliza, constituida en su mayoría por caliza y cuya humedad es menor al 6%. Cuenta con un sistema eléctrico para su control.

Tipo	rodillo		anillo				
	cantidad	dimensiones (mm)	Diámetro interior (mm)	Altura (mm)	Tamaño Máx. de alimentación (mm)	Tamaño final (mm)	Potencia de motor principal (kW)
3R21153		210	530	150	15	0.44-0.165	15
3R26153		260	780	150	15-20	0.44-0.165	18.5
3R27153		270	830	140	15-20	0.44-0.165	22
3R30163		300	880	160	15-20	0.44-0.165	30
4R32164		320	970	160	20-25	0.44-0.165	37

Tabla 5.4 Especificaciones técnicas de los molinos Raymond.

Molino de micro polvo de media velocidad HGM100

Este tipo de molino presenta algunas ventajas como lo son:

1. Granos más finos, alta eficiencia y no contamina
2. Las partes desgastables en la cámara de molienda son resistentes al desgaste, con un largo ciclo de reemplazamiento.

Presenta una desventaja la cual es la potencia del motor, consume más energía que el molino Raymond.

Modelo		HGM60	HGM80	HGM100
Promedio del diámetro de trabajo (mm)		600	800	1000
Numero de rodillos y anillos	Rodillo	15	21	27
	Anillo	2	2	2
Tamaño del alimentador (mm)		<10	<10	<10
Tamaño del producto final	Micro	5-45	5-45	5-45
	Malla	3250-325	3250-325	3250-325
Capacidad (Kg/h)		350-2500	600-4000	900-6000
Potencia del motor	Maquina principal	37	55	90
(KW)	Clasificador	11	18.5	30
	Soplador	30	45	75
	Alimentador	0.06	0.06	0.15
	Válvula de descarga	0.75	0.75	1.1
Dimensiones generales				
(LxWxH) (m)		10*2*5.5	11.9*2.7*5.8	14.5*3.8*6.3

Peso (Kg)	5200	7000	9500
------------------	------	------	------

Tabla 5.5 Especificaciones del molino de micro polvo de media velocidad HGM100.

Analizando cada una de las características de ambos molinos, se llegó a la determinación de elegir el Molino Raymond debido ya que éste consumirá menos energía que el molino de micro polvo (tabla 5.6), además que es el adecuado para obtener el material terminado con la granulometría correspondiente al “Cero Fino”, es decir, malla #12.

Tipo de molino	POTENCIA KW	Horas de uso diario	Energía consumida / Día KW
micro polvo de media velocidad HGM100	90	8	720
Raymond Mill 3R21153	15	8	120

Tabla 5.6 Comparación de consumo de energía de los molinos.

5.2.5 Ensacado

Ensacadora EP-400

Para el empaque del producto Cero Fino se propone adquirir una ensacadora automática para saco de boca abierta. Se propone dicho modelo ya que es la que cumple con los requerimientos necesarios para los 500 sacos de producción diarios.

CARACTERÍSTICAS GENERALES DEL EQUIPO

- * Peso de los sacos: hasta 100 [kg/saco]
- * Producción: 150 a 300 [sacos/h]
- * Utilizado para sacos de boca abierta de papel o rafia o PE.
- * Tiene diferentes sistemas de cierre de saco como: termo sellado, cosido y /o ribeteado.



Figura 5.4 Ensacadora EP-400.

5.2.6 Montacargas

Una vez teniendo los sacos de cero fino para subirlos y acomodarlos en los camiones a los que se venderán, se tiene que comprar un monta carga, se buscaron en el mercado diferentes equipos que cumplieran con los requisitos y se optó por elegir un monta carga usado y semi nuevo en buenas condiciones.

Monta carga Toyota de 4 toneladas el cual tiene un costo de \$ 80,000 MXN, y cumple con las siguientes especificaciones:

- Modelo Toyota FGU40
- Año de fabricación 2006
- Llantas a todo terreno
- Dirección hidráulica
- Desplazador lateral
- Altura máxima 5.30 metros
- Altura mínima 2.20 metros
- Consumo de 10 litros/día de diésel



Figura 5.5 Montacargas Toyota de 4 toneladas.

5.3 Producción

La producción mensual será de 500 toneladas de Cero Fino, la cual tendrá una tasa de producción de 3 ton/h de acuerdo con la jornada de trabajo establecida; es decir, se operará un turno diario de ocho horas por 20 días al mes. El producto final se presentará para su comercialización en sacos de triple hoja cocidos con capacidad para 50 kg, cuyo precio de venta es de 40 MXN, generándose 10,000 sacos al mes.

5.4 Número de trabajadores y categoría

El número de trabajadores que se requiere en la planta de trituración son tres, los cuales tendrán los siguientes puestos:

PUESTO	FUNCIÓN	SUELDO MENSUAL
Operador de Tolva y ensacado	Controlar la alimentación de material de la tolva así como el ensacado	\$ 7670
Operador General	Supervisar el funcionamiento de la planta	\$ 8,496
Operador de monta carga	Cargar los sacos de cero fino a camiones	\$ 7,670
TOTAL		\$ 23,836 MXN

Tabla 5.7 Personal de planta.

5.5 Costos de inversión

La inversión requerida para la planta de cero fino se muestra en la siguiente tabla (5.7).

EQUIPO		PRECIO
Quebradora de quijada PEX-150 x 250	\$	240,600
Molino Raymond 3R21153	\$	130,480
Ensacadora EP-400	\$	1,452,000
Monta carga Toyota	\$	80,000
TOTAL	\$	1,903,080 MXN

Tabla 5.8 Costo de inversión de la planta de Cero Fino.

5.6 Costos de operación

Tomando en cuenta de que el mayor gasto en cualquier unidad minera es el consumo de energía, se hizo una estimación de la energía requerida por cada equipo, así como el costo por el consumo de los mencionados anteriormente en las siguientes tablas:

CONSUMO DE ENERGÍA EN LA PLANTA DE TRITURACIÓN			
COMPONENTE	POTENCIA KW	Horas de uso diario	Energía consumida / día
Trituradora de Mandíbula	5.5	8	44
Molino Raymond	15	8	120
Ensacadora	6	8	48
TOTAL DE CONSUMO DE ENERGÍA DIARIO			212 Kwh

Tabla 5.9 Consumo de energía eléctrica diaria en la planta de Cero Fino.

Rango kW	Costo / kW [MXN]	Costo / día [MXN]
Fijo – 0 kW	51.87	\$ 51.87
1 – 50 kW	2.272	\$ 481.65
51 – 100 kW	2.743	\$ 581.52
101 o más	3.0204	\$ 640.86
Costo diario		\$ 640.86
Costo mensual		\$ 12,817.20

Tabla 5.9 Costo de energía eléctrica al mes.

COSTOS DE OPERACIÓN DE LA PLANTA MENSUAL		
Energía Eléctrica	\$	12,817
Diésel	\$	2,840
Sueldos	\$	23,836
TOTAL	\$	39,493 MXN

Tabla 5.10 Costos de operación en la planta de Cero Fino.

CAPITULO VI

ANÁLISIS FINANCIERO

En este capítulo por medio de cálculos financieros se muestra la viabilidad de la adquisición de equipo de medio uso y la instalación de una planta de cero fino en el Ejido de Loma Blanca, estado de México.

Se realizó un análisis de pre factibilidad para determinar el costo nivelado actual. A partir de esto se presentan los costos de inversión necesarios por los equipos principales que se necesitan adquirir, tanto en la explotación como en la planta de Cero Fino que se pretende instalar, para tener un producto que genere mayores utilidades.

Se calculó un estado de resultados y se hace una comparación con el estado que actualmente se maneja en la cantera y con ello se muestra la clara ventaja de la implementación de este proyecto.

Además se estiman los diferentes índices económicos para determinar la viabilidad del proyecto y los efectos que tendría la implementación del mismo en los costos y las utilidades.

6.1 Análisis de pre factibilidad

Se realizó un análisis para obtener el costo nivelado actual de la operación de la cantera, obteniéndose una utilidad por tonelada extraída de \$ 16.90 MXN (tabla 6.1).

AÑO	PRODUCCIÓN [ton eq/año]	INVERSIÓN	COSTO DE PRODUCCIÓN [\$/año]	INGRESOS
0				
1	35,657	0	\$1,144,315	\$1,747,200.84
2	35,657	0	\$1,144,315	\$1,747,200.84
3	35,657	0	\$1,144,315	\$1,747,200.84
4	35,657	0	\$1,144,315	\$1,747,200.84
5	35,657	0	\$1,144,315	\$1,747,200.84
TOTAL	178,286		\$5,721,575	\$8,736,004.20
	UTILIDADES	\$3,014,429.20		
	COSTO NIVELADO	\$32.09	<49 (precio de venta)	
	GANANCIA	\$16.90		

Tabla 6.1 Costo nivelado en condiciones actuales de la cantera.

Cabe mencionar que para calcular el costo nivelado solamente se tomaron en cuenta los costos de producción, sueldos, renta de la perforadora, combustible y explosivos debido a que son los costos de operación que se generan actualmente durante la extracción de la roca caliza.

6.2 Costos de los equipos principales

En los capítulos anteriores se mostraron los equipos que se propone adquirir para llevar a cabo el proyecto. A continuación se mencionan los principales equipos que

se tendrán que comprar para la mina y para la planta, todas las cotizaciones están en moneda nacional.

MINA			
Equipo	Unidad	Costo por unidad	Costo total
Perforadora Track Drill	1	\$ 450,000	\$ 450,000
Compresor	1	\$ 200,000	\$ 200,000
Total			\$ 650,000 MXN

Tabla 6.2 Costo de los equipos de mina.

PLANTA			
Equipo	Unidad	Costo por unidad \$	Costo total
Molino Raymond	1	\$ 130,480	\$ 130,480
Quebradora de quijada	1	\$ 240,600	\$ 240,600
Ensacadora	1	\$ 1,452,000	\$ 1,452,000
Monta carga	1	\$ 80,000	\$ 80,000
Total			\$ 1,903,080 MXN

Tabla 6.3 Costo de los equipos de planta.

TOTAL DE LA INVERSIÓN \$ 2,553,080 MXN

6.3 Costos de producción

A continuación se detallan los costos esperados para la producción en el proyecto, tanto fijo como variable en la mina y en la planta.

Costos fijos de la mina		
Costo	Costo mensual	Costo anual
Sueldos	\$ 49,084	\$ 589,008
TOTAL	\$ 49,084 MXN	\$ 589,008 MXN

Tabla 6.4 Costos fijos de la mina.

Costos variables de la mina		
Costo	Costo mensual	Costo anual
Mantenimiento	\$ 12,046	\$ 499,200
Explosivos	\$ 16,851	\$ 202,212
Combustible	\$ 25,830	\$ 309,960
TOTAL	\$ 54,727 MXN	\$ 1'011,372 MXN

Tabla 6.5 Costos variables de la mina.

COSTOS TOTALES MENSUALES MINA \$ 103,811 MXN

COSTOS TOTALES ANUALES MINA \$ 1,600,380 MXN

Costos Fijos de la planta		
Costo	Costo mensual	Costo anual
Sueldos	\$ 23,836	\$ 286,032
Energía eléctrica	\$ 12,817	\$ 153,804
TOTAL	\$ 36,653 MXN	\$ 439,836 MXN

Tabla 6.6 Costos fijos de la planta.

Costos Variables de la planta		
Costo	Costo mensual	Costo anual
Combustible	\$ 2,840	\$ 34,080
TOTAL	\$ 2,840 MXN	\$ 34,080 MXN

Tabla 6.7 Costos variables de la planta.

COSTOS TOTALES MENSUALES PLANTA \$ 39,493 MXN

COSTOS TOTALES ANUALES PLANTA \$ 473,916 MXN

COSTOS	COSTO MENSUAL	COSTO ANUAL
Costos totales fijos de mina y planta	\$ 85,737	\$ 1,028,844
Costos totales variables de mina y planta	\$ 57,567	\$ 690,804
COSTOS TOTALES DE MINA Y PLANTA	\$ 143,304 MXN	\$ 1,719,648 MXN

Tabla 6.8 Costos totales de la mina y de la planta.

6.4 Depreciación del equipo

La depreciación es la pérdida del valor monetario que sufre un bien a través del tiempo y en relación con el uso y mantenimiento que se le haya proporcionado.

Para el caso del proyecto se utilizó una depreciación por el método de línea recta, para 10 años en el caso de los equipos de la planta y 5 en el transporte, además de un valor de rescate igual a cero.

Equipo	Precio \$	Años	Depreciación Anual
Ensacadora	\$ 1,452,000	10	\$ 145,200.00
Track Drill	\$ 450,000	10	\$ 45,000.00
Molino Raymond	\$ 130,480	10	\$ 13,048.00
Quebradora	\$ 240,600	10	\$ 24,060.00
Monta carga	\$ 80,000	10	\$ 8,000.00
Compresor	\$ 200,000	10	\$ 20,000
TOTAL			\$ 255,308.00 MXN

Tabla 6.9 Depreciación de los equipos.

6.5 Comparativa de estados de resultados (con y sin proyecto)

A continuación se muestran los estados de resultados calculados para el proyecto con o sin la aplicación del mismo, en donde se nota claramente cómo cambia el precio de venta así como el costo nivelado, además de que se aprecian los beneficios de la aplicación del proyecto.

AÑO	PRODUCCIÓN [ton eq/año]	INVERSIÓN	COSTO DE PRODUCCIÓN [\$/año]	INGRESOS
0				
1	35,657	0	\$1,144,315	\$1,747,200.84
2	35,657	0	\$1,144,315	\$1,747,200.84
3	35,657	0	\$1,144,315	\$1,747,200.84
4	35,657	0	\$1,144,315	\$1,747,200.84
5	35,657	0	\$1,144,315	\$1,747,200.84
TOTAL	178,286		\$5,721,575	\$8,736,004.20
	UTILIDADES	\$3,014,429.20		
	COSTO NIVELADO	\$32.09	<49 (precio de venta)	
	GANANCIA	\$16.90		

Tabla 6.10 Costo nivelado actual.

ESTADO DE RESULTADOS						
Año	0	1	2	3	4	5
1. Ingresos	0	1,747,200.84	1,747,200.84	1,747,200.84	1,747,200.84	1,747,200.84
2. Costos de operación	0	1,144,315.00	1,144,315.00	1,144,315.00	1,144,315.00	1,144,315.00
3. Utilidad de operación	0	602,885.84	602,885.84	602,885.84	602,885.84	602,885.84
4. Gastos de administración	0	114,431.50	114,431.50	114,431.50	114,431.50	114,431.50
5. Intereses	0	0	0	0	0	0
6. Depreciación	0	0	0	0	0	0
7. Agotamiento	0	0	0	0	0	0
8. Utilidades antes de impuestos	0	488,454.34	488,454.34	488,454.34	488,454.34	488,454.34
9. ISR 30%	0	146,536.30	146,536.30	146,536.30	146,536.30	146,536.30
10. RUT 10%	0	48,845.43	48,845.43	48,845.43	48,845.43	48,845.43
11. Utilidad	0	293,072.61	293,072.61	293,072.61	293,072.61	293,072.61
12. Pago Principal	0	0	0	0	0	0
13. Utilidad neta	0	293,072.61	293,072.61	293,072.61	293,072.61	293,072.61

Tabla 6.11 Estado de resultados actual de la cantera.

AÑO	PRODUCCIÓN [ton eq/año]	INVERSIÓN	COSTO DE PRODUCCIÓN [\$/año]	INGRESOS
0				
1	52,560	0	\$ 1,715,568	\$ 5,571,360.00
2	52,560	0	\$ 1,715,568	\$ 5,571,360.00
3	52,560	0	\$ 1,715,568	\$ 5,571,360.00
4	52,560	0	\$ 1,715,568	\$ 5,571,360.00
5	52,560	0	\$ 1,715,568	\$ 5,571,360.00
TOTAL	262,800		\$ 8,577,840	\$27,856,800.00
	UTILIDADES	\$19,278,960.00		
	COSTO NIVELADO	\$32.64	<49 (precio de venta)	
	GANANCIA	\$16.36		

Tabla 6.12 Costo nivelado aplicando la propuesta.

ESTADO DE RESULTADOS						
Año	0	1	2	3	4	5
1. Ingresos	0	5,571,360.00	5,571,360.00	5,571,360.00	5,571,360.00	5,571,360.00
2. Costos de operación	0	1,715,568.00	1,715,568.00	1,715,568.00	1,715,568.00	1,582,128.00
3. Utilidad de operación	0	3,855,792.00	3,855,792.00	3,855,792.00	3,855,792.00	3,989,232.00
4. Gastos de administración	0	171556.80	171556.80	171556.80	171556.80	158212.80
5. Intereses	0	0	0	0	0	0
6. Depreciación	0	255,308.00	255,308.00	255,308.00	255,308.00	255,308.00
7. Agotamiento	0	0	0	0	0	0
8. Utilidades antes de impuestos	0	3,428,927.20	3,428,927.20	3,428,927.20	3,428,927.20	3,575,711.20
9. ISR 30%	0	1,028,678.16	1,028,678.16	1,028,678.16	1,028,678.16	1,072,713.36
10. RUT 10%	0	342,892.72	342,892.72	342,892.72	342,892.72	357,571.12
11. Utilidad	0	2,057,356.32	2,057,356.32	2,057,356.32	2,057,356.32	2,145,426.72
12. Pago Principal	0	0	0	0	0	0
13. Utilidad neta	0	2,057,356.32	2,057,356.32	2,057,356.32	2,057,356.32	2,145,426.72

Tabla 6.13 Estado de resultados aplicando la propuesta.

6.8 Tabla comparativa entre operación actual y el proyecto calculado.

En la siguiente tabla se muestra de manera más clara la comparación entre la operación actual y los beneficios que traería la aplicación del proyecto.

	Operación actual	Proyecto
Costos de producción	1,144,315.00	1,715,568.00
Ingresos	1,747,200.84	5,571,360.00
Costo nivelado	32.09	32.64
Utilidad antes de impuestos	488,454.34	3,428,927.20
Utilidad neta anual	293,072.61	2,057,356.32

Tabla 6.14 Comparación entre la operación actual y el proyecto calculado.

6.9 Índices del proyecto

En la siguiente tabla se muestran los índices económicos calculados para el proyecto, con un TMAR (Tasa mínima aceptable de rendimiento) del 12% anual a 5 años.

Se observa que aunque el costo nivelado es un poco alto también las ganancias lo son, además el (S A U E) es positivo por lo cual la inversión es redituable, como se observa este proyecto resulta ser sumamente atractivo.

Valor presente neto	9,647,643.31
Costo nivelado	32.64
Relación Beneficio/Costo	3.21
Serie Anual Uniforme Equivalente	2,545,024.00
Valor Futuro	15,537,626.02
Tasa Interna de Retorno	38.70%
Porcentaje de Ganancia sobre la Inversión	1,106.00
Porcentaje de Ganancia Anual sobre la Inversión	256.11

Tabla 6.15 Índices del proyecto.

6.10 Fuentes de financiamiento

Como la cantera es pequeña y su producción es baja, no se cuenta con los recursos suficientes para poder autofinanciar este proyecto, por lo cual se necesitarán considerar varias alternativas.

Uno de estas es la de un préstamo bancario para obtener el capital necesario, pero esta no se considera viable porque no se cuenta con garantías para poder respaldar el crédito.

El financiamiento otorgado por el INAES (Instituto nacional de la economía social), es la mejor opción porque no exige el pago del préstamo, solamente con el correcto uso y comprobación del dinero prestado, lo cual facilita la operación.

CAPITULO VII

7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

7.1 Conclusiones

- El cálculo de reservas preliminar que se realizó muestra que la cantera tiene un gran potencial y un tiempo de vida bastante considerable.
- Rediseñar la plantilla de barrenación permite solucionar los problemas de sobre tamaño, asegurando una buena fragmentación de la roca.
- Sin duda es viable la creación de cero fino ya que la venta de éste, generará grandes ganancias a corto plazo.
- Aunque la inversión requerida es alta para el dueño de la cantera, ésta pueda ser cubierta con un préstamo por parte del INAES, el cual no cobra el dinero otorgado, simplemente pide que la cantidad prestada sea invertida y usada de manera correcta.

7.2 Recomendaciones

- Implementar un programa de capacitación para que se trabaje de manera correcta la maquinaria que se va adquirir.
- Disponer de equipo de seguridad tanto en la mina como en la planta para evitar algún accidente.
- Con la adquisición de la nueva maquinaria, a esta se le dé un cuidado y mantenimiento adecuado.
- Con la puesta en marcha del proyecto y la aprobación del préstamo por parte del INAES, se obtendría un gran beneficio social y económico por lo cual se recomienda la puesta en marcha inmediata del proyecto.

BIBLIOGRAFÍA

1. HUSTRULID, William Kuchta M. OPEN PIT PLANNING AND DESIGN VOLUME 1 FUNDAMENTALS. A.A Balkema, Rotterdam, Brookfield 1995.
2. LÓPEZ V. Manuel, FUNDAMENTOS PARA LA EXPLOTACIÓN DE MINAS, Universidad Nacional Autónoma de México, México D.F, 2003.
3. VIDAL V., EXPLOTACIÓN DE MINAS, Tomo III, Ediciones Omega, S.A., Barcelona, España, 1966.
4. BOLIVAR, Villagómez Héctor. ELEMENTOS PARA LA EVALUACIÓN DE PROYECTOS DE INVERSIÓN. 2ª ed. México, UNAM, Facultad de Ingeniería, 2005, 516p.
5. BATEMAN, Alan M, Jensen, Mead L. ECONOMIC MINERAL DEPOSIT. John Wiley and sons, Estados Unidos 1981.
6. HERRERA, Herbert Juan. MÉTODOS DE MINERÍA A CIELO ABIERTO. 1º ed, España, UPM, Escuela Técnica Superior de Ingenieros en Minas.
7. MARFANY, Oanes, Antonio. TECNOLOGÍA DE CANTERAS Y GRAVERAS. 1º ed, Editorial Rocas y Minerales, 2004.
8. COSS, Bu, Raul. ANÁLISIS Y EVALUACIÓN DE PROYECTOS DE INVERSIÓN. Limusa, Noriega Editores, México 2º ed, 1995
9. GORDILLO, Gustavo. MÁS ALLÁ DE ZAPATA POR UNA REFORMA CAMPESINA, 1º ed, Cal y Arena, 1992.