



Ministerio de Educación Superior
Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa
Dr. Antonio Núñez Jiménez
Facultad de Geología –Minas
Departamento de Minería

**TRABAJO DE DIPLOMA EN OPCIÓN AL
TÍTULO
DE
INGENIERO DE MINAS**

Título: Proyecto para la explotación subterránea del yacimiento Oro Melonera, Villa Clara

Autor: Randy Alcantara Martínez

Curso
2013 – 2014
Año 56 de la Revolución





**Ministerio de Educación Superior
Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa
Dr. Antonio Núñez Jiménez**

Facultad de Geología–Minas

Departamento de Minería

**TRABAJO DE DIPLOMA EN OPCIÓN AL
TÍTULO
DE
INGENIERO DE MINAS**

Título: Proyecto para la explotación subterránea del yacimiento Oro Melonera, Villa Clara

Autor: Randy Alcantara Martínez

Tutores: Dr. C. Rafael Noa Monje
Ms. C. Yaneibis Cuba Ramírez

Curso

2013 – 2014

Año 56 de la Revolución

DEDICATORIA

Le dedico este Trabajo de Diploma a mis padres Ramón C. Alcántara Negrín y María Teresa Martínez Guerra, a mi hermano que ha sido mi inspiración y guía a seguir, a mis familiares y a todas mis amistades, a todos ellos le dedico este trabajo por haberme apoyado durante estos 5 años.

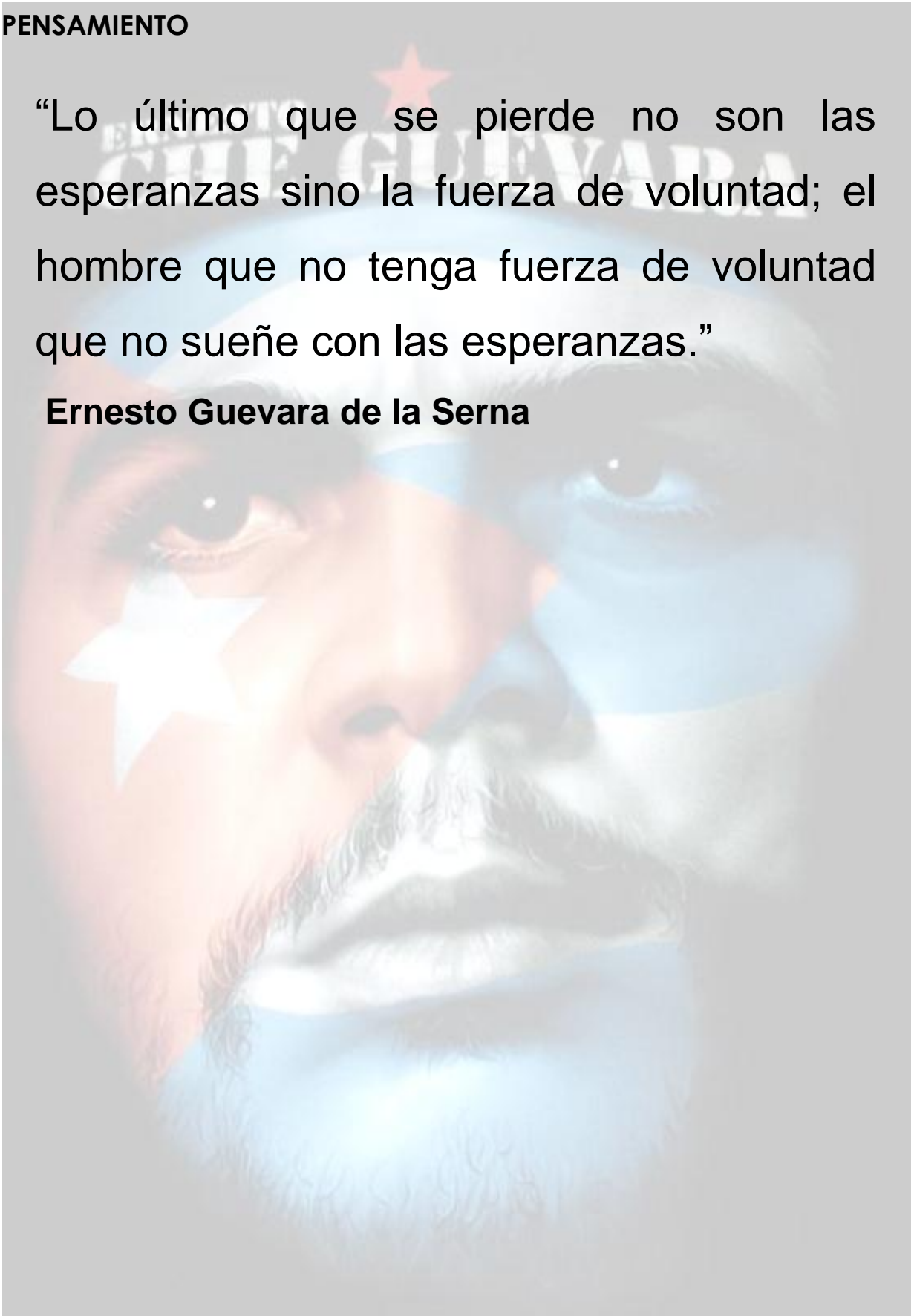
AGRADECIMIENTOS

- Agradecer a mis tutores el Dr.C Rafael Noa Monje, a la Ms.C Yaneibis Cuba Ramírez y al Ing. Armando García por los conocimientos que me aportaron y la preocupación por la realización de mi Trabajo de Diploma.
- A mis compañeros de aula que bastante duro tuvimos que trabajar en estos 5 años.
- A la familia Lafitta que tanto me ayudó, cuando pensé que no se podía.
- A la familia Díaz-Matos por la ayuda recibida en esta recta final.
- A mis familiares y amigos por hacer suyo este trabajo.
- A los profesores de la Facultad Geología-Minas
- A Eriberto Rodríguez por su ayuda y apoyo en todo momento
- A todos gracias por haberme ayudado a ser quien soy y apoyarme a llegar hasta aquí.

PENSAMIENTO

“Lo último que se pierde no son las esperanzas sino la fuerza de voluntad; el hombre que no tenga fuerza de voluntad que no sueñe con las esperanzas.”

Ernesto Guevara de la Serna



RESUMEN

Durante la explotación de yacimientos metálicos, el principal problema radica en la determinación o establecimiento del proceso de explotación del yacimiento, es por ello que el objetivo de nuestro trabajo se centra en determinar la apertura del campo minero y el establecimiento de los parámetros del proceso de explotación.

En este caso la apertura se realizará mediante un pozo vertical de 60m de profundidad, la excavación de las estaciones de nivel, dos galerías transversales, cuatro contrapozos uno de ventilación y tres para limitar los bloques de extracción.

El sistema de explotación propuesto es el almacenamiento de mineral y avance por franjas horizontales ascendente. La carga se realizará con cargadoras neumáticas NLV- 12 de 0.12 m^3 a vagonetas de 0.53 m^3 , el acarreo será manual hasta las estaciones de nivel.

La capacidad de extracción por el pozo de mina es de 590 t/día. El mismo será fortificado con hormigón y estará dividido en tres compartimentos. Al mismo tiempo se determinó el costo por metro de extracción cuyo valor es de 819.88 \$/ m^3 , al igual se proponen las medidas para mitigar los impactos ambientales.

SUMARY

During the exploitation of metallic locations, the main problem resides in the determination or establishment of the process of exploitation of the location, it is for it that the objective of our work is centered in determining the opening of the mining field and the establishment of the parameters of the process of exploitation.

In this case the opening will be carried out by means of a vertical well of 60m of depth, the excavation of the level stations, two traverse galleries, four againstwell one of ventilation and three to limit the extraction blocks.

The proposed system of exploitation is the mineral storage and advance for upward horizontal fringes. The load will be carried out with pneumatic loader NLV - 12 of 0.12 m³ to trams of 0.53 m³, the transporting will be manual to the level stations.

The extraction capacity for the mine well is of 590 t/día. The same one will be fortified with concrete and it will be divided in three compartments. At the same time the cost was determined by extraction meter whose value is of 819.88 \$/m³, to the equal intends the measures to mitigate the environmental impacts.

INDICE

DEDICATORIA	III
AGRADECIMIENTOS.....	IV
PENSAMIENTO.....	V
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I. MARCO TEÓRICO Y LEGAL DE LA INVESTIGACIÓN.....	3
1.1 Actualidad del tema.....	3
CAPÍTULO II. CARACTERIZACIÓN GENERAL DEL YACIMIENTO	4
2.2 - Geología.....	4
2.3 - Características de la zona mineral.....	5
2.5 - Tectónica.....	7
2.6 - Hidrogeología del yacimiento.....	7
2.7 - Características geotécnicas del macizo rocoso.....	8
2.8 - Estimación de los recursos.....	8
CAPÍTULO III. LABORES MINERAS PARA LA EXPLOTACIÓN DEL YACIMIENTO.....	10
3.1 Apertura de la mina.....	10
3.1.1 Construcción del Pozo y Torre de extracción.....	10
3.1.2 Elección de la forma de la sección transversal del pozo.....	11
3.1.4 Cimentación de la Torre de sobre mina.....	12
3.1.6 Arranque de la roca.....	19
3.1.7 Carga y extracción de la roca.....	21
3.1.8 Elección del tipo de fortificación.....	21
3.1.9 Fortificación del Pozo.....	32
3.1.10 Laboreo de estaciones del pozo.....	32
3.1.11 Laboreo de galerías de minas.....	37
3.1.12 Laboreo de contrapozos.....	41

3.1.13 Laboreo de la ranura de corte y conformación frente de extracción	43
3.2 Sistema de Explotación.....	46
3.2.1 Condiciones técnicas – mineras y de Explotación del yacimiento.....	46
3.2.2 Método de Explotación con almacenamiento de mineral y laboreo por capas ascendentes	46
3.3 Trabajos de perforación y de voladuras	47
3.3.1 Laboreo de excavaciones a toda sección.....	50
3.4 Desagüe	51
3.5 - Ventilación de la mina.....	52
3.6 Carga y acarreo.....	58
3.7 Calculo de los pilares de techo de los frentes de arranque	60
3.8 - Conformación de los niveles.....	61
3.9 Montaje de tuberías y cables	62
CAPÍTULO IV.....	63
SEGURIDAD MINERA.....	63
4.1 - Medidas de seguridad.....	63
4.1.1 Apertura de la mina.....	63
4.1.2 Trabajos preparatorios de minería.....	63
4.1.3 Medidas generales de seguridad	64
4.1.4 Plan de Liquidación de averías	64
4.2 - Análisis Medio Ambiental	65
4.2.3 Plan de rehabilitación del medio alterado	66
4.2.4 Plan de seguimiento y control. Presupuesto del medio ambiente	66
4.3 - Análisis económico	66
4.3.1 Costo de operación por actividades.....	66
CONCLUSIONES	71
RECOMENDACIONES.....	72
BIBLIOGRAFÍA	73



INTRODUCCIÓN

La industria minera tiene gran importancia en el desarrollo de la economía de cualquier país, ya que su principal tarea es la extracción del mineral, que constituye la materia prima para la industria metalúrgica, en la cual se obtienen los metales sin los cuales ninguna rama de la economía podría subsistir.

El diseño de una mina tiene múltiples etapas y objetivos, entre los que se destacan de manera significativa el cálculo de los procesos tecnológicos, el dimensionamiento geométrico y el método de explotación.

Anteriormente la selección del método de explotación de un yacimiento se basaba por lo general en las técnicas aplicadas en otras minas y en el análisis de las experiencias acumuladas sobre la explotación de yacimientos similares. Actualmente, como la inversión de capital que se necesita para abrir una mina (o para cambiar el método de explotación existente) es muy elevada y las influencias que estos tienen sobre los costos de extracción es muy importante, es necesario que este proceso de selección responda a un análisis sistemático y global de todos los parámetros específicos del yacimiento: geometría del cuerpo mineral, distribución de leyes, propiedades geomecánicas del mineral y las rocas encajantes, tecnología de extracción, factores económicos, limitaciones ambientales, condiciones sociales, etc.

La confección del Proyecto Minero para la Explotación del depósito aurífero Meloneras, correspondiente a la concesión de investigación Oro Meloneras que pertenece a la Empresa GEOMINERA Centro, cumple el objetivo fundamental de habilitar la infraestructura minera necesaria que permita explotar los recursos conocidos del depósito hasta el nivel +80 m, se prevé que todas las obras mineras ejecutadas para la exploración sean utilizadas por la explotación acortándose con ello el tiempo de inicio de la extracción del mineral, en todo momento se proyecta lo mínimo imprescindible para la realización de la Exploración Geológica, permitiendo la elevación de su categoría desde inferidos hasta Indicados. Esto conllevará a un aumento de las reservas técnicas que abastecerán la Planta de Procesamiento del mineral aurífero



proveniente del yacimiento Descanso, ubicada en Placetas, con el consiguiente alargamiento de la vida útil de la misma y un aumento general de la eficiencia del proceso extractivo e industrial, por tal razón el presente trabajo de diploma surge al existir como **Problema** la necesidad de elaborar un proyecto de explotación para extraer las reservas minerales existentes en el yacimiento Oro Melonera. Para dar solución al problema se declara como **objetivo general de la investigación** realizar un proyecto de explotación para el yacimiento Oro Melonera y que permita habilitar la infraestructura existente en la mina.

El yacimiento Oro Melonera se establece como **objeto de estudio** y el **campo de acción** es el proyecto de explotación para el yacimiento Oro Melonera.

De aquí que la **Hipótesis** resulta ser: si se conocen las características ingeniero – geológicas de la zona de estudio, se diseña el sistema de explotación y la tecnología a emplear en los diferentes procesos, es posible realizar el proyecto de explotación del yacimiento Oro Melonera.

Del objetivo general se derivan los siguientes **Objetivos Específicos**:

1. Realizar la caracterización ingeniero-geológico del yacimiento.
2. Diseñar el sistema de apertura y de explotación del yacimiento.
3. Realizar la organización de los trabajos durante el proceso de explotación.
4. Proponer las medidas para disminuir el impacto ambiental y la seguridad de los trabajos mineros.
5. Realizar los cálculos económicos.



CAPÍTULO I. MARCO TEÓRICO Y LEGAL DE LA INVESTIGACIÓN

1.1 Actualidad del tema

El depósito Meloneras es conocido desde mediados del siglo XIX (Fernández de Castro, 1868), habiendo sido explotado de manera esporádica hasta 1958. Como reflejo de estos trabajos pretéritos se puede observar hoy la existencia de excavaciones mineras superficiales, varios pozos criollos (todos obstruidos en la actualidad), una pequeña cantera y un socavón parcialmente transitable. Se conocen algunos reportes aislados que sugieren la perspectiva del mismo, de los cuales haremos mención especial del dossier No. 1332 de la ONRM (Ávalos Z., Morón F., Calvache A., 1959). En el mismo se presentan algunos datos que muestran contenidos muy notables de oro y potencias que asemejan mucho más este depósito con la zona mineral del yacimiento Descanso, pero sin la realización de un cálculo de los recursos.

Durante los años 1984-1992 en el depósito Meloneras fue realizada una Prospección Detallada (Rivero J. y otros, 1992), la cual incluyó trabajos geológicos, geoquímicos y geofísicos, unos 2600 metros de perforación con diamante (18 pozos), 121 pozos superficiales de mapeo, la excavación de 28 trincheras de prospección y un pozo criollo, así como también la documentación y muestreo del socavón San Ramón. A partir de los resultados obtenidos se realizó un cálculo de recursos geológicos en categoría de Inferidos (antigua categoría C₂), para 2 variantes de contenido de borde: 1 g/t y 3 g/t. El método utilizado fue el de los bloques de cálculo, a partir de áreas geometrizadas y de las potencias horizontales promedio y de contenidos medios ponderados en cada bloque.



CAPÍTULO II. CARACTERIZACIÓN GENERAL DEL YACIMIENTO

Introducción

En este capítulo se hace un resumen sobre los trabajos más significativos desarrollados en la región, dirigidos a profundizar en el conocimiento geológico del yacimiento. El objeto de estudio lo constituyen los rasgos fundamentales de las características geológicas y geográficas del sector de estudio. Se presenta un resumen sobre los trabajos más significativos desarrollados, dirigidos a evaluar los potenciales económicos de sus reservas minerales.

2.1 - Ubicación geográfica del yacimiento

El sector Meloneras se ubica en la provincia de Villa Clara, a 5 km al Oeste de la ciudad de Placetas, 38 km de la ciudad de Santa Clara (capital provincial) y a 4,5 km al este del yacimiento Descanso.

La concesión de investigación se ubica en las coordenadas Lambert siguientes (Proyección Cuba Norte):

Tabla 1: Hoja Topográfica 1:50 000 4282-I Placetas.

VERTICE	NORTE	ESTE
1	274 200	632 400
2	274 450	632 400
3	274 450	632 700
4	274 200	632 700

2.2 - Geología

En el área del sector Meloneras predominan las rocas ultramáficas con diferente grado de serpentización, destacándose diferentes variedades de peridotitas, plagioperidotitas y piroxenitas.

Las texturas varían desde esquistasas, brechosas hasta masivas, destacándose además la presencia de budinas. También forman afloramientos de consideración los cuerpos de gabros, diabasas y pórfidos liparito – dacíticos.



Todos los contactos son de naturaleza tectónica.

Hacia el sur del sector están presentes los contactos entre gabros, diabasas y serpentinitas, con ángulos de buzamiento entre 80° – 90° , en ocasiones llegan hasta 45° – 50° , sinuosos tanto por su rumbo como por su buzamiento.

Constituyen un volumen importante dentro de estas rocas las budinas de composición, forma y dimensiones variadas aunque son predominantes las variedades de ultramafitas, y en menor proporción los gabros, diabasas y pórfidos dacíticos.

La esquistosidad tiene una dirección variable entre 35° y 0° con ángulos de inclinación cercanos a la vertical, en ocasiones llega hasta 40° – 50° .

2.3- Características de la zona mineral

La zona mineral tiene una dirección de 270° con un ángulo de buzamiento de 70° - 90° y con una dirección de buzamiento muy sinuosa, pero que predomina hacia el norte.

Los límites de la zona mineral se pueden determinar con facilidad por muestreo, diferencia de textura, estructura, color y composición mineralógica con respecto a la roca encajante que se presenta por lo general, masiva sin que en ella se aprecien signos agudos de alteración y mineralización metálica.

Los contactos entre la zona mineral y la roca encajante son marcadamente tectónicos. La potencia varía desde 0.25 m hasta 1.5 m y a veces mayores, como promedio es de 0.75 m.

Macroscópicamente la zona mineral está representada por ultramafitas serpentinizadas muy tectonizadas y en ocasiones deleznable, de color verde gris con tonalidades de blanco a carmelita donde aparecen minerales metálicos en forma diseminada y formando vetillas y nidos.

Los minerales principales que constituyen la mena son: serpentinita (lizardita – crisotilo y antigorita, es decir minerales rocosos, que forman más del 85% del volumen de las menas. Los minerales de alteración no metálicos principales son la clorita, breinerita, calcita y otros.

Los minerales metálicos mayoritarios son la arsenopirita cuyos contenidos oscilan entre 0.5 y 6.0% de la masa total de mena, además de la pirrotina. Los demás son minerales minoritarios y aparecen entre otros la galena, calcopirita, magnetita, ilmenita, cromita



sulfuros de hierro y níquel, raramente se encuentra esfalerita, pentlandita, oro y cuproaurita.

El oro se encuentra en forma de oro nativo y más raro en forma de oro cuproso. En algunos pozos de perforación se observaron granos de oro nativo a simple vista. El oro nativo se caracteriza por su irregularidad tanto en sus formas como en sus contenidos, se presenta en forma de escamas laminares y entrecrecido con los minerales metálicos sulfurosos y los no metálicos (serpentinita, carbonato y scheelita).

La profundidad máxima a la que se cortó la zona mineral es de 175 m.

La continuación de la zona mineral hacia el este, no se diferencia en textura, estructura y composición mineralógica de la descritas anteriormente, aunque se ha de destacar la abundancia de vetillas constituidas por scheelita con las que se relaciona la zona mineral.

Esta zona tiene la dirección de las estructuras de la superficie y una dirección de hundimiento predominante al sureste, además es notoria la gran cantidad de bifurcaciones que presenta el cuerpo mineral.

2.4- Condiciones de yacencia de las rocas encajantes y el mineral

Las rocas encajantes de la zona mineral son las serpentinitas masivas que forman un cuerpo aproximadamente de 200 m de largo por 150 – 160 m de ancho situado hacia Noreste del sector y afectado por un sistema de fallas con dirección NNO–SSE, que lo divide en tres cuerpos, el principal al Oeste donde se albergan casi la totalidad de los recursos de oro calculados. Dentro de este cuerpo de serpentinitas masivas es típica la presencia de cuñas de serpentinitas esquistosas con budinas, cuerpos y vetillas de gabros leucocráticos, y bloques de diabasas y pórfidos dacíticos, cuyas dimensiones y formas son muy variables.

La mineralización está controlada por fallas asociadas a la dirección principal de las estructuras del complejo ofiolítico, paralelas a la esquistosidad. Las mismas forman una zona tectónica alargada y estrecha muy sinuosa por el rumbo y el buzamiento, en superficie se sigue a lo largo de 110 m. Esta estructura está cortada posteriormente por sistemas de fallas submeridionales, limitada en el flanco Oeste por una falla localizada en el borde de la cantera antigua (Gran Sobao), y hacia el Este por la falla revelada en



la entrada del socavón. Más hacia el Este la zona mineral fue interceptada por pozos de perforación a la profundidad de 30 m y una extensión aproximada de 30 m. En profundidad fue sondeada hasta 170 m, no ha sido contorneada a mayor profundidad. La zona mineral tiene una dirección sublatitudinal con un ángulo de buzamiento de 70° - 90° y con una dirección de buzamiento predominantemente dirigida al hacia el Norte. Tiene una potencia real variable desde 0.25 m hasta 2 m y a veces mayores (hasta 3.35 m en el pozo PB-35), como promedio es de 1.25 m. Por lo regular donde hay aumento de potencia los contenidos aumentan, por lo que suponemos la existencia de columnas minerales donde deben estar concentrados una gran parte de los recursos de mena.

2.5- Tectónica

Hacia el oeste del cuerpo mineral principal la zona mineral está limitada por una zona de falla transversal. Según los trabajos geofísicos es posible que este cuerpo se prolongue más al oeste por debajo de las serpentinitas esquistosas con budinas. Hacia el este está cortada por una zona de falla documentada a la entrada del socavón San Ramón con una dirección Norte – Sur y con un ángulo entre 70° - 80° dirigida hacia el Este.

2.6 - Hidrogeología del yacimiento

En la zona en la cual se enmarca la mineralización aurífera del yacimiento Meloneras se localiza el horizonte acuífero Pre – Maestrichtiano que se desarrolla en las grietas y fisuras de las serpentinas. Las aguas de este manto alumbran entre 6.0 y 15.0 m y mantienen sus niveles a esta profundidad, lo que demuestra que son aguas freáticas. La capa impermeable la constituyen las propias serpentinitas que alrededor de los 100 m de profundidad comienzan a ser prácticamente masivas y sin fracturas por lo que impiden el paso del agua a través de ellas. Estimamos que la potencia del horizonte es aproximadamente de 100 m, teniendo una columna de agua de 94 y 86 m. La capacidad acuífera es baja y está en dependencia del grado de fracturación y trituración de las rocas, la zona más fértil de este acuífero se relaciona con la zona de intemperismo que es donde la roca está muy alterada y alcanza los primero 15 m del



corte vertical, a partir de aquí la acuosidad de las rocas disminuye gradualmente hasta que alrededor de los 100 m se comporta prácticamente como impermeable. Según los datos del cubeteo realizado en el PC-H, se obtuvieron los siguientes resultados: Gasto de 0.98 l/s, abatimiento 1.0 m, transmisibilidad 25.82 m²/día, éstos datos demuestran la baja capacidad acuífera del manto.

Las aguas que se desarrollan en este horizonte acuífero son hidrocarbonatadas – magnesianas con baja mineralización (alrededor de 0.5 g/l).

Teniendo en cuenta que la cota de los niveles se establece entre 169 y 172 M.S.N.M.M.

Se concluye según los trabajos hidrogeológicos anteriores que el yacimiento es poco complejo desde el punto de vista hidrogeológico, su secado se garantizará bombeando desde un pozo de mina colector con una estación de bombeo capaz de extraer 7 l/s o más.

2.7 - Características geotécnicas del macizo rocoso

El estudio de las propiedades físico – mecánicas se realizó a escala de laboratorio.

Del estudio de estas propiedades se obtuvieron los siguientes resultados:

Peso Volumétrico g/cm ³	2.88
Humedad (%)	0.23
Fortaleza	8

Teniendo en cuenta la similitud de la mena con el yacimiento Mina Oro Descanso, el número tan limitado de análisis que se pudieron realizar, se tomo por analogía el peso volumétrico de 2.85 t/m³ del yacimiento Descanso para el yacimiento Meloneras.

También por analogía con el yacimiento Oro Descanso, se estima que tanto la roca encajante como el mineral se comporten de forma estable, la fortificación se utilizará en tramos de galerías donde las condiciones minero técnicas así lo requieran. Durante la explotación se prevé el estudio más detallado de las condiciones geotécnicas.

2.8 - Estimación de los recursos

Para realizar el cálculo de recursos se tuvieron en cuenta las siguientes condiciones o parámetros, cuyos resultados se muestran en la tabla 2.



Contenido de borde de Au 1.0 g/t
Contenido mínimo para las reservas geológicas 20.0 g/t
Potencia mínima de mineral 0.8 m
Potencia máxima de intercalaciones estériles 2.0 m
Contenido límite por el rumbo 2.5 g/t
Metrogramo 2.0 mg/t

Tabla 2: Resultado del estimado de los recursos geológicos inferidos.

Bloques Geológicos	Categoría	Potencia Horiz. Aparente Promedio ; (m)	Volumen ; (m ³)	Recursos ; (t)	Contenido; (g/t)		Metal; (kg)	
					Oro	Plata	Oro	Plata
1C-2	Inferidos	1.17	21,998.93	62,696.94	19.7	4.70	1,235.13	294.68
2C-2	Inferidos	1.58	7,233.56	20,615.63	26.5	8.30	546.31	171.11
3C-2	Inferidos	1.68	2,410.80	6,870.78	36.3	15.50	249.41	106.5
Total		1.48	31,643.28	90,183.35	22.52	6.35	2,030.85	572.28



CAPÍTULO III. LABORES MINERAS PARA LA EXPLOTACIÓN DEL YACIMIENTO

3.1 Apertura de la mina

3.1.1 Construcción del Pozo y Torre de extracción

La ejecución de la boca del pozo comenzará con posterioridad a una fase preparatoria en la que se construirá un camino de acceso al yacimiento, una plataforma de 50 x 100 m donde se ubicarán las instalaciones necesarias para la realización de los trabajos.

Para determinar la profundidad que alcanzaría la boca del pozo se revisaron diferentes columnas geológicas de pozos cercanos al lugar de ubicación del pozo de minas.

Se determinó entonces que la longitud de la boca del pozo sería 6 m. fortificados en su totalidad con hormigón armado.

Para determinar el lugar de ubicación del pozo principal es necesario primero definir el esquema de disposición del pozo principal y el auxiliar.

En este Yacimiento se presentan tres fallas fundamentales, dos de ellas sirven de límite por el este y oeste del cuerpo y una tercera que divide el bloque geológico 1C₂ del 2C₂ y 3 C₂. Esta última falla divide el Yacimiento en 2 alas. Considerando además la disposición de los cuerpos minerales elegimos el esquema diagonal de pozo de extracción cercano al centro del campo minero y los contrapozos de ventilación en los extremos del campo. Este esquema da la posibilidad de una mejor ventilación y condiciones más seguras para la salida de las personas de la mina en caso de accidentes.

Una vez definido el esquema de disposición de los pozos y considerando además que el buzamiento del cuerpo mineral, aunque variable es hacia el norte, decidimos ubicar el pozo de extracción al sur del yacimiento, por fuera de la zona de posibles desplazamientos. Las coordenadas del centro del pozo son X – 632 550 Y- 274 288, el azimut topográfico de eje longitudinal del pozo es 110⁰ y la cota 180 m.



Se proyecta en la zona del yacimiento un pozo de mina de sección rectangular con tres compartimentos, dos utilizado para el transporte de mineral y materiales y el otro como sección de escaleras, electricidad y tuberías de aire y agua. La longitud para la etapa de exploración del pozo es de 60 m. Todas las rocas se comportan como fuertes y estables. La torre proyectada a utilizar será trasladada de la mina Delita esta tiene una altura de 21 m, con un winche de dos tamboras con jaula simples con balance. La dimensión del pozo esta en correspondencia al del pozo de Delita.

El esquema tecnológico que se utilizará en el laboreo del pozo es el esquema común. En este la instalación de la fortificación se realiza después del arranque de la roca. Con el objetivo de proteger la fortificación de los efectos de las voladuras, se atrasa esta con respecto al avance del frente de arranque en 6 m, en caso de presentarse zonas de debilidad el paso de fortificación seria de 2 m. Este esquema tiene como ventajas que no es necesaria la utilización de fortificación temporal y además el área de roca desnudada sin fortificar es pequeña.

3.1.2 Elección de la forma de la sección transversal del pozo

La forma elegida para la sección transversal del pozo principal es la rectangular. En esta elección influyó primeramente que las rocas que atravesará el pozo son rocas fuertes y estables, además en la sección rectangular hay un mejor aprovechamiento del área en comparación con la sección circular y por último las dimensiones y secciones se hacen corresponder con las del pozo de mina de Delita de donde se trasladarán las jaulas, torre de mina y winche de izaje donde la sección transversal utilizada era cuadrada.

3.1.3 Construcción de la boca del Pozo

El arranque y la extracción del tramo I se realizará con retroexcavadora, la profundidad de excavación de este equipo es aproximadamente 3 m. La masa rocosa en esta parte del pozo hasta los 6m, está compuesta por material de relleno y eluvial fácilmente deleznable.



Posteriormente se colocará en superficie un cuadro patrón de madera con vigas de sección rectangular. Las dimensiones interiores del cuadro patrón se corresponden con las de la sección de laboreo del pozo. A continuación se baja las plomadas centrales y auxiliares por las esquinas y se rectifica la sección excavada. Posteriormente se instala la torre de extracción, la tolva de estéril y un Winche de profundización para continuar con el laboreo de los restantes tramos del pozo. Los trabajos de montaje de la tolva de mineral, el Winche principal y la polea de la torre de extracción se simultanean con la actividad de construcción del pozo hasta 60 m para la actividad de explotación, con el objetivo de una vez concluida la construcción del pozo hasta la profundidad proyectada el resto de los trabajos se realicen utilizando el Winche principal con sus jaulas.

3.1.4 Cimentación de la Torre de sobre mina

La cimentación del brocal del pozo y de los apoyos de la torre de sobre mina se realizan de forma conjunta, se exceptúan los cimientos de la tornapunta que se realizan de forma individual. El terreno que rodea el brocal del pozo es roca de aluvión, por lo que se diseña la cimentación por estabilidad, (Balsa), independientemente que es necesario hacer un estudio geotécnico para determinar la resistencia y estabilidad del suelo y precisar el cálculo del cimiento.

Calculo del peso de la torre de minas

$$P_{\text{Torre}} = P_m \times H_{\text{torre}} + P_{\text{Otros Equipos.}}$$

Donde:

P_{Torre} : Peso Total de la torre en t

P_m : Peso de un metro de torre Ton /m para el caso de la torre de delita 1t/m

H_{torre} : Altura del castillete de extracción 21 m

$P_{\text{Otros Equipos}}$: Peso de otros equipos instalados en la torre de izaje. Se toma el peso del basculador 0.15 t

Sustituyendo en la formula queda:

$$P_{\text{Torre}} = 1 * 21 + 0.15 = 21.15 \text{ t}$$



El peso de la torre se asume de alrededor de las 21 toneladas, y el peso máximo a cargar por el recipiente de ascenso de 3 toneladas, para un total de 24 toneladas aproximadamente. No se tiene en cuenta en los cálculos el peso de las tolvas de estéril y mineral porque ellas no forman parte estructural de la torre.

La cimentación tiene un peso aproximado de 65 toneladas y un área de apoyo de 55 m² en dos secciones independientes. Una se corresponde al cimiento de la torre conjunta con el brocal y la otra a las tornapuntas.

El acero que se empleará es de barras de Ø 1" espaciadas 0.4 m en el cimiento del brocal del pozo, en las áreas de apoyo del espaciamiento será de 0.25 m, se recomienda usar doble parrilla de acero a una separación de 0.3 m, con un total de acero de 2.053 t. Para su hormigonado se recomienda que sea con uno se resistencia de 300 MPa, con volúmenes de:

Balsa de la Torre y brocal del pozo: 19 m³

Cimiento de las tornapuntas: 8 m³

Dentro del hormigón se dejarán ancladas unos pernos de acero de 1,5 a 1,9 cm de espesor con anclajes de acero de Ø 1" que se fijaran a la malla de acero de refuerzo de la cimentación.

Las coordenadas de Lambert del pozo son las siguientes:

X – 632 550 Y- 274 288

Las dimensiones de la sección transversal son:

Sección de transporte – 1,30 x 1.10 m

Sección de escaleras – 1,20 x 0,925 m

Sección del pozo – 4.96 x 1.96 = 9.72 m²

1. Máquina de extracción (Winche).

La distancia existente entre la masa de extracción y el eje del pozo está definida por el ángulo vertical que forma el cable con la horizontal, este ángulo no debe ser inferior a 35°. Además, define la ubicación del Winche el ángulo formado por el desplazamiento



del cable en el tambor y el plano vertical que cruza la polea guía perpendicular al eje del tambor, este ángulo no deberá ser superior a $1^{\circ}.30'$

Tenemos entonces que:

$$L = \frac{H_T - H_w}{\text{tg}35^{\circ}}$$

Donde:

L – distancia entre el eje longitudinal del pozo y el eje del tambor (m)

H_T - altura de la torre (m)

H_w - altura del winche (m).

$$L = \frac{21,0 - 2}{0,7}$$

$$L = 27,1 \text{ m}$$

Considerando la segunda condición:

$$L = \frac{A_t}{2 \text{tg}1,5^{\circ}} + \frac{d}{2}$$

Donde:

A_t – ancho del tambor (m)

d- diámetro de la polea (m)

$$L = \frac{1,4}{2 * 0,0262} + \frac{2}{2}$$

$$L = 26,7 \text{ m}$$

Vistos entonces los resultados de los cálculos anteriores definimos la ubicación de la máquina de extracción a 27 m del eje longitudinal del pozo. En la mina Delita esta distancia es de 28 m, lo cual corrobora la validez de los cálculos.

3.1.5 Calculo del cable de izaje

Cálculo de la máxima carga a levantar

$$Q_{\text{Max}} = P_{\text{Cable}} + P_{\text{Vagoneta}} + P_{\text{Mena cargada}}$$

$$P_{\text{Cable}} = L_{\text{cable}} * P_v = 159,5 * 0,048 = 0,76 \text{ t}$$

$$P_{\text{Vagoneta}} = 0,5 \text{ ton}$$

$$P_{\text{Mena cargada}} = C_v * K_{LL} * K_e * P_v = 0,5 * 0,85 * 1,5 * 2,85 = 1,81 \text{ t}$$



$$Q_{\text{Max}} = 0.76 + 0.5 + 1.81 = 3.07 \text{ t}$$

Determinación del factor de seguridad del cable

$$K_S = 9.5 - 0.001 h$$

Donde:

K_S : Factor de seguridad

h : Profundidad de ascenso en m (para los cálculos se toma 159 m).

$$K_S = 9.5 - 0.001 (159) = 9.34$$

Determinación de la sección del cable

$$F = Q / ((wr / K_S) - Pv \times L)$$

Donde:

K_S : Factor de seguridad

F : Sección del Cable en mm

Wr : Resistencia a la rotura del cable Kg / mm^2

Pv : Peso del cable Kg / cm^3

L : Largo del cable en m.

Q : Peso de la jaula cargada Kg.

$$F = 3000 / (150 / 9.34) - 0.048 \times 159.5$$

$$F = 359.28 \text{ mm}^2 = 20.6 \text{ mm}.$$

Se toma un diámetro del cable de 23 a 25 mm.

- Determinación de la tensión del cable

$$T = Q - m \times a$$

Donde:

T : Tensión del cable

Q : Peso de la jaula cargada Kg.

a : aceleración m / s^2

m : masa

$$T = 3000 - 3000 / 9.81 \times 0.093 = 2971.55 \text{ Kg}$$

Comprobación de la resistencia del cable.

$$Wr \text{ Real} = T / F$$

$$Wr \text{ Real} = 2971.55 / 305 = 9.74 \text{ Kg} / \text{mm}^2$$

$$K_S \text{ Real} = 150 / 9.74 = 15,4$$

$$K_{S \text{ Proyecto}} = 9.62$$



Se estandariza el diámetro del cable en 530 mm^2 equivalente a 23 mm de diámetro. El nuevo factor de seguridad es 3 veces mayor que el proyectado por normas.

$$W_r \text{ Real} = 297.55 / 530 = 5.60 \text{ Kg/mm}^2$$

$$K_S \text{ Real} = 150 / 5.60 = 27.78$$

$$K_{S \text{ Proyecto}} = 9.62 \quad K_S \text{ Real} = 27.78$$

Determinación del diámetro del tambor

$$D_T = H / N_v \times 3.14$$

Donde:

H: Profundidad de ascenso en m

N_v : Numero de vueltas del tambor.

$$D_T = 150 / 50 \times 3.14 = 0.95 \text{ m}$$

Ancho Útil del tambor

$$A_T = 0.052 \times D_W$$

Donde:

D_W : Distancia entre la polea y el tambor en m.

$$A_T = 0.052 \times 27 = 1.40 \text{ m.}$$

Separación entre ranuras

$$S_R = D_C + 5 \text{ mm}$$

Donde:

S_R : Separación entre ranuras en mm.

D_C : Diámetro del cable de izaje en mm.

$$S_R = 23 + 5 \text{ mm} = 28 \text{ mm.}$$

Determinación de la cantidad de vueltas del Tambor.

$$N_v = A_T / S_R = 1400 / 28 = 50 = 50 \text{ vueltas.}$$

Calculo del número de grapas de unión del cable y distancia entre ellas.

$$M = 3.2 + 0.95 d$$

Donde:



M: Numero de grapas.

d: Diámetro del cable de izaje en cm.

S: Distancia entre grapas cm.

$$M = 3.2 + 0.95 (2.3) = 5.38 = 6 \text{ grapas.}$$

$$S = 6 d = 6 \times 2.3 = 13.8 = 14 \text{ cm.}$$

Cálculo de la productividad del ascenso

I- Determinación de la velocidad media de ascenso

$$V_m = V_{MAX} / \alpha$$

Donde:

V_m = Velocidad media de ascenso

V_{MAX} = Velocidad máxima según seguridad. En nuestro caso está definida por la máquina de ascenso en 2 m/s

α = Coeficiente de velocidad se toma entre 1.2 - 1.5 tomamos para los cálculos 1.35.

$$V_m = 2 \text{ m/s} / 1.35 = 1.48 \text{ m/s}$$

II – Tiempo de ascenso y descenso (teniendo en cuenta los periodos de aceleración y desaceleración)

$$T = (H / V_m) + 25$$

$$T = 60 \text{ m} / 1.48 \text{ m/s} + 25 \text{ s} = 65.54 \text{ s}$$

III- Tiempo del ciclo de Izaje

$$T_{CA} = 2 T + T_{Cv}$$

Donde:

T_{CA} = Tiempo del ciclo de Izaje.

T_{Cv} = Tiempos de maniobras.

$$T_{Cv} = t_1 + t_2 + t_3$$

Donde:

t_1 = Pausa para cargar y vaciar vagonetas para jaulas comunes de dos pisos y vagón hasta 1 t

t_2 = Tiempo de emitir la señal

t_3 = Tiempo para poner la jaula en soporte

$$T_{Cv} = 30 + 4 + 12 = 46 \text{ s}$$



$$T_{CA} = 2 (65.54) + 46 = 177.0 \text{ s}$$

IV- Calculo de la cantidad de ascenso por hora.

$$N_a = 3600 * T_{CA}$$

$$N_a = 3600 / 177 \text{ s} = 20.33 \text{ asc / hora.}$$

Calculo de la productividad del pozo

$$P = Q \times N_a$$

Q – es el peso del mineral en la jaula (ton)

N_a – es el número de ciclos de ascenso.

Luego:

$$Q = n * V * K_{LL} * \gamma$$

Donde:

n – número de vagonetas en la jaula 2

V – volumen de la vagoneta (m^3) 0.5

K_{LL} - coeficiente de llenado 0.85

γ - peso volumétrico de la mena (2,85 t/m^3)

$$Q = 2 * 0.5 * 0.85 * 2.85 = 2.42 \text{ t}$$

$$P = 2.42 \text{ ton} * 12 \text{ h} * 20.33 = 590 \text{ t/ día.}$$

Con el resultado anterior, la productividad del pozo de mina se pudiera fijar en las 590 t/día

Entonces la capacidad de producción anual será:

$$A = A_d * N = 590 * 220 = 129800.00 \text{ t / año}$$

A_d - capacidad de producción diaria de la mina (t/d)

N= Días laborables al año

Nota: Aclaremos que esta es la capacidad de la instalación de extracción, la planta demanda un suministro de 80 t x día.

Capacidad Instalada

Tabla3: Productividad de la mina

Denominación de los indicadores	U/M	Volumen
Productividad anual	t	129800.00



Productividad mensual	t	11800.00
Productividad diaria (2 turno de trabajo)	t	590,00

Se instalará como torre de izaje la del pozo Mina Delita, cuya altura es de 21.0 metros, garantizando la altura para la instalación de la plataforma de descarga de mineral ubicada a 7.00 m, y la altura libre correspondiente para el movimiento de la jaula 4.50 m más 2 m ubicación de la plataforma de la catalina y 7 m ubicación de la plataforma de choque.

3.1.6 Arranque de la roca

El arranque de la roca se realizará con explosivos (los cálculos se muestran en el acápite 3.3)

$$TB = Nb \times Lbm / Np \times Vpm + T_1 \times Nb$$

Donde:

Nb: Numero de barrenos U

Lbm: Longitud media de perforación m

Np: Numero de perforadoras u

Vpm: Velocidad de perforación m/min

T₁: Tiempos muertos en perforación.

$$T_1 = C_B + P_E + Limp$$

C_B: Cambio de posición del barreno

P_E: Posicionamiento y emboquille

Limp: Limpieza (sopleteo) barrenos.

$$TB = 22 \times 1.35 / 1 \times 0.275 + 5 \times 22 = 218 \text{ min}$$

$$T_1 = 3 + 1 + 1 = 5 \text{ min.}$$

Tiempo de carga y voladura

$$T_{C.V.E} = Nb \times T_S / N_T + T_{C.C} + T_R$$

Donde:

T_S: Tiempo de cebado de un barreno en min.

N_T: Número de trabajadores que participan

T_{C.C}: Tiempo de conexión y revisión circuito de disparo.

T_R: Tiempo revisión frente y retirada de señales



$$T_{C.V.E} = 22 \cdot 2 / 2 + 20 + 10 = 54.0 \text{ min.}$$

Tiempo de carga y acarreo.

En el caso del laboreo del pozo, donde no se prevé la utilización de tinajas de profundización sino que se cargara el material directamente en los vagones y la transportación mediante el Winche de extracción se usa una formula compuesta que tiene en cuenta el llenado a pala de mano en el fondo del pozo y el tiempo invertido en el izaje de la vagoneta en la jaula.

$$T_{CPozo} = T_i \cdot xN_v + T_{cv} N_v \text{ min.}$$

Donde:

T_{cv} : Tiempo de carga de una vagoneta

Q: Capacidad real de la vagoneta m^3

Q_v : Capacidad teórica Vagoneta m^3 ($0.56 m^3$)

K_1 : Coeficiente de llenado de la vagoneta (0.9 – 0.98)

N_v : Numero de vagonetas necesarias para el escombreción u.

q: Productividad horaria escombreción manual $m^3/h-h$ 1.8

n: Número de obreros.

$$T_{cv} = Q/qn \text{ min.}$$

$$Q = Q_v \cdot K_1 = 0.56 \cdot 0.9 = 0.50 m^3$$

$$T_{cv} = 0.50/1.9 \cdot 2 = 0.13 h = 8.0 \text{ min Carga manual.}$$

$$N_v = V_R \cdot K_e / Q \quad V_R : \text{Volumen de roca } m^3 = 12.31 m^3$$

$$K_e : \text{Coeficiente de esponjamiento } 1.6$$

$$N_v = 12.31 \cdot 1.6 / 0.50 = 40 \text{ vagones}$$

$$T_i = 74.75 s = 1.24 \text{ min (calculado anteriormente en el ciclo de izaje)}$$

$$T_{CPozo} = 1.24 \cdot 40 + 8.0 \cdot 40 = 40.9 + 320.0 = 361.0 \text{ min}$$

Con este tiempo se invierten 1.27 días de excavación x metro de pozo avanzado para 60 metros se invierten 76.2 x 1.17 (estimando un porcentaje de interrupción del 17 %) 89 días, en la fortificación se invierten 0.5 días x metro de pozo fortificado para 60 m se



invierten 30×1.17 (estimando un porcentaje de interrupción del 17 %) 35.1 días, para un total de 124.0 días.

La brigada que trabajará en las excavación del pozo constará de dos hombres: 1 minero A, 1 mineros C. Una vez realizada la ventilación del frente, bajará el minero A y un minero C en el techo de la jaula de extracción. Revisarán la fortificación y evacuarán los trozos de rocas que puedan quedar colgando producto de la explosión. En caso de ser dañados los cuadros serán reparados. Se instalará también la bomba para el desagüe.

Después del saneamiento se realizará la carga de la roca, esta operación por su laboriosidad utiliza alrededor del 29.6 % del tiempo del ciclo. Posteriormente se preparan las condiciones para la perforación.

Al concluir las perforaciones cargan los barrenos y se realiza la explosión desde la superficie, mediante el método eléctrico. Luego se ventila el frente.

La fortificación se instalara cada 4 ciclos de avance para mantener un adelanto del frente de arranque de aproximadamente 6 m. Invirtiéndose un turno completo de trabajo por cada metro de fortificación instalada.

3.1.7 Carga y extracción de la roca

La carga se realizará manualmente la cual llevará el cubo de extracción cuya capacidad es de $0,45 \text{ m}^3$. Para la extracción el cubo será izado hasta la superficie por un Winche de profundización ubicado en el compartimiento correspondiente a la sección de transporte y descargado en una tolva situada en la torre de extracción.

3.1.8 Elección del tipo de fortificación

Teniendo en consideración las características de fortaleza y estabilidad del mineral y las rocas de caja, así como la corta vida de servicio de la mina (menor de 12 años) se elige como material de fortificación la madera. Asimismo se elige la entibación de cuadros colgantes o suspendidos, la cual se utiliza en las condiciones antes expuestas.

2. Dimensionamiento del pozo.



El dimensionamiento del pozo se realizará por el método analítico. Para esto es necesario conocer las dimensiones de la jaula y de las guías, el espesor de la fortificación y las dimensiones de la sección de escaleras y tuberías. Además es necesario determinar la cantidad de secciones que tendrá el pozo. Para esto se tuvo en cuenta que en Meloneras se instalará la torre de extracción de la mina Delita que nos fija de antemano el número de compartimentos del pozo. El pozo de extracción tendrá entonces 3 secciones – Dos secciones de transporte, una sección de escaleras y tuberías, una sección de transporte se utilizará durante la etapa de profundización del pozo.

Para determinar el espesor de la fortificación es necesario calcular primeramente la presión minera.

3. Cálculo de la presión minera en el Pozo.

Hipótesis de Protodiakonov

$$q = \gamma * H * \operatorname{tg}^2 * \frac{90 - \rho}{2}$$

Donde:

q- Presión minera (t/m²)

γ - Peso volumétrico de la roca (t/m³)

H- Profundidad de cálculo (se toma la profundidad del pozo)

ρ - ángulo de fricción interna de las rocas. Por tablas del libro mecánica de rocas según el tipo de roca se toma 82.5⁰

$$q = 2,7 * 60 * \operatorname{tg}^2 * \frac{90 - 82,5}{2}$$

$$q = 0.695 \text{ ton / m}$$

Una vez conocida la magnitud de la presión minera en el pozo pasamos a determinar el espesor de las vigas que forman la fortificación de cuadros suspendidos.

- Cálculo del espesor de la viga del cuadro.

$$e = 0,87 * l_1 * \sqrt{\frac{q * l}{m * b * R_f}}$$

Donde:

e- espesor de la viga

l_1 - longitud de la viga corta cuadro(m).



q- presión lateral (t/m^2).

L- distancia entre cuadros (m)

m- coeficiente de las condiciones de trabajo.

b- ancho de las vigas (m)

R_f - resistencia permisible a la flexión de la madera usada (t/m^2).

$$e = 0,82 * 2 \sqrt{\frac{0,695 * 1,5}{0,85 * 0,15 * 7900}}$$

$$e = 0,053 \text{ m}$$

Como se observa en el resultado anterior las vigas del cuadro con 53 mm de espesor cumplen la condición de resistencia, no obstante utilizaremos en los cuadros vigas de 150 x 150 mm.

4. Calculo de la fortificación de hormigón armado del brocal del pozo.

Para el cálculo se tiene en cuenta las cargas verticales y horizontales que actúan sobre la boca del pozo durante su laboreo y explotación. La fortificación tendrá forma escalonada 3 escalones con espesor de 2m.

Cargas verticales.

$$P_V = K_C P_1 + P_2 + Q$$

Donde:

K_C : Coeficiente de mayoración carga 1.4

P_1 : Cargas de edificaciones aledañas al pozo.

P_2 : Cargas torre de extracción.

Q: Peso de la fortificación del brocal del pozo t

$$P_V = 1.4 (0) + (21) + 6 = 27 \text{ t}$$

Cargas Horizontales.

$$P_H = q_1 + q_2 + q_3$$

Donde:

q_1 : Presión minera.

q_2 : Presión Hidrostática del agua (se desprecia)

q_3 : Presión terreno por la acción de los cimientos.

$$q_1 = G_T \times (h \times \tan^2 (45^\circ - 0 / 2))$$

Donde:



G_T : Peso Volumétrico terreno t/m^3

h : Profundidad del brocal en m.

θ : Angulo de fricción interna en grados.

$$q_1 = 2.7 \times 6 \times \tan^2 (45 - 82.5/2) = 4.14 \text{ t}$$

$$q_3 = G_T \times H_0 \times (b_0 / A_0 + b_0) \times \tan^2 (45^\circ - \theta / 2)$$

Donde:

H_0 : Altura de la columna de terreno que actúa sobre 1m lineal de cimiento (m).

b_0 : Ancho del Cimiento en m.

A_0 : Distancia del Cimiento a la boca del pozo en m.

$$q_3 = 2.7 \times 0.3 \times (1.0 / 0.2 + 1.0) \times \tan^2 (45^\circ - 82.5 / 2) = 0.17 \text{ t}$$

$$P_H = 4.14 + \theta + 0.17 = 4.3 \text{ t}$$

Espesor de la fortificación teniendo en cuenta cargas verticales.

$$e = (P^2/4 + (P_V / nR_c) - P / 2) \times 0.25 \quad \text{Donde P: Perímetro del Pozo en m.}$$

$$e = 13.76^2/4 + (27.0/3.61) - 13.76/2 \times 0.25 = 0.22 \text{ m.}$$

Espesor de la fortificación teniendo en cuenta cargas Horizontales.

$$e = P/2 \left(\sqrt{\frac{R_c}{R_c - 2PH}} - 1 \right) \times 0.25$$

$$e = 13.76/2 \left(\sqrt{\frac{30}{30 - 2(4.3)}} - 1 \right) \times 0.25$$

$$e = 0.32 \text{ m.}$$

El espesor se toma de 0.50 m

Resumen de los datos para el dimensionamiento del pozo después de fortificado

Dimensiones de la jaula: largo 1300 mm ancho 1100 mm.

Espesor de las vigas de la fortificación: 150 mm.

Distancia de seguridad de la jaula a la fortificación: 200 mm.

Sección de escaleras – 650 mm. x 1200 mm

5. Cálculos de la dimensiones del pozo

Sección de laboreo



Largo.

$$L = 2D_J + 4 S_S + 4 S_F + 2S_e + 2S_r + S_{Esc}$$

Donde: D_J : Ancho de la jaula mm.

S_S : Distancia seguridad / jaula y fortificación mm

S_F : Espesor de la Fortificación mm.

S_e : Espesor entablado mm.

S_r : Espesor del relleno detrás entablado mm.

L : Largo del Pozo mm.

S_{Esc} : Ancho Sección escaleras mm

$$L = 2 (1100) + 4 (200) + 4 (150) + 2 (80) + 2 (120) + 920 = 4960.00 \text{ mm}$$

Ancho

$$A = D_J + 2 S_S + 2 S_F + 2S_e + 2S_r + S_{Esc}$$

Donde: D_J : Largo de la jaula mm.

S_S : Distancia seguridad / jaula y fortificación mm

S_F : Espesor de la Fortificación mm.

S_e : Espesor entablado mm.

S_r : Espesor del relleno detrás entablado mm.

A : Ancho del Pozo mm.

S_{Esc} : Largo sección escaleras mm.

S_S : Distancia seguridad / jaula y fortificación mm

$$A = (1300) + 2 (100) + 2 (150) + 2 (80) = 1960.00 \text{ mm}$$

$$S_{Laboreo} = L \times A = 4.96 \times 1.96 = 9.72 \text{ m}^2$$

Sección Útil

$$L = 2D_J + S_{Esc}$$

Donde: D : Ancho de la jaula mm

S_{Esc} : Ancho Sección escaleras mm

$$L = 2 (1100) + 925 = 3125.00 \text{ mm}$$

Ancho

$$A = D_J$$



Donde: D_J : Largo de la jaula mm

A: Ancho del Pozo mm.

$$A = (1300) = 1300.00 \text{ mm}$$

$$S_{\text{Util}} = L \times A = 3.12 \times 1.3 = 4.06 \text{ m}^2$$

6. Sección de laboreo del brocal del pozo

Los elementos de fortificación del cuadro patrón estarán empotrados en la fortificación de hormigón armado a una profundidad de 50 cm, por tanto equivale a incrementar en 1,4 m las dimensiones calculadas a la sección de laboreo bruto.

$$S_{\text{Laboreo Brocal}} = L \times A = 6.32 \times 3.36 = 21.23 \text{ m}^2$$

Verificación del área de la sección transversal del Pozo por la velocidad del aire.

Para este pozo la velocidad permisible del aire es de 8 m/s

$$V_a \leq V_p$$

$$V_a = \frac{A_d * q^1 * K_r}{60 \varphi_a * S_3}$$

Donde:

V_a - Velocidad del aire por el pozo (m/s)

A_d - Extracción diaria de la mina ($\text{m}^3/\text{día}$) $225 \text{ m}^3/\text{día}$

q^1 – Cantidad de aire por m^3 de masa de rocosa extraída. 1.4 m^3

K_r - Coeficiente que caracteriza la extracción irregular ($K_r = 1.43$)

S_3 – Sección Útil del pozo (m^2)

φ_a – Coeficiente que tiene en cuenta la parte de la sección del pozo ocupada por el armado y la sección de escaleras (pozos rectangulares $\varphi_a = 0,6 - 0,7$)

$$V_a = 225 \times 1.4 \times 1.43 / 60 \times 0.7 \times 4.06 = 2.64 \text{ m/s}$$

$$V_a = 2.64 \text{ m/s} < 8 \text{ m/s}$$

Se cumple la condición anterior por lo que se pueden mantener las dimensiones determinadas anteriormente.

Calculo de la altura de la Torre de Izaje

Esta altura se determina por la siguiente fórmula:

$$h = h_1 + h_2 + h_3 + 0.6 R_p$$



Donde:

h_1 - altura del elemento de carga Jaula (m).

h_2 - altura de la plataforma de descarga (m).

h_3 - altura de Seguridad del ascenso (m).

R_P - Radio de la Polea para el cálculo se toma 1.4 m

Altura de la plataforma de descarga

$$h_2 = Ht + Ds + A_i$$

Donde:

Ht: Altura del vehículo de carga en m.

Ds: Distancia de seguridad para la descarga en m 1 m

A_i : Altura de infraestructura de la vía en m

$$h_2 = 5 + 1 + 0.2 = 6.20 \text{ m}$$

Para la Proyección se toma 7.00 para tener un margen mayor de maniobra a la hora de procurar el camión de volteo.

La altura del espacio de seguridad es:

$$h_3 = 0,036 * H + h_i$$

Donde:

H - longitud de Izaje (m).

h_1 - longitud de la jaula (m).

$$H = H_0 + h_1 + h_2$$

Donde:

H_0 - profundidad hasta el último nivel (m). Se toma esta profundidad para el cálculo del cable cuando la profundidad de proyecto es 60 m, porque al instalar el winche y solicitar el cable se toma la variante mas extrema.

$$H = 150 + 2.5 + 7$$

$$H = 159,5 \text{ m}$$

Sustituyendo en h_2 tenemos:

$$h_3 = 0,036 * 159.5 + 2.5$$

$$H_3 = 5.8 = 6.00 \text{ m}$$

Sustituyendo en:



$$h = h_1 + h_2 + h_3 + 0.6 R_p$$

$$h = 2.5 + 7.00 + 6.00 + 0.6 (1.4) = 16.34 \text{ m}$$

$$h = 16,34 \text{ m}$$

Se utilizará la torre de la mina Delita, que tiene 21 m de altura y que satisface la altura de cálculo aumentando la distancia de seguridad del ascenso.

Cálculo de la fortificación de madera

Este cálculo se hace con el objetivo de determinar de forma orientativa las dimensiones de los elementos del cuadro que más carga van a soportar.

La carga sobre la viga distribuida uniformemente será:

$$P_v = P \times L$$

Donde:

P- presión lateral (t/m)

L- distancia entre cuadros (m)

$$P = 1,62 \times 1,5$$

$$P = 2.43 \text{ t/m}$$

El momento flector actuante será:

$$M_f = \frac{P_v * l_o}{8}$$

Donde:

l_o - longitud del lado corto

$$M_f = 0,45 \text{ t}$$

El resultado obtenido lo comparamos con la siguiente condición:

$$M_f \leq m * W * R_f$$

Donde:

m - coeficiente que nos da la condición de trabajo (m = 0,85)

Rf - resistencia de cálculo para el pino Rf = 8000 t / m²

W - momento de resistencia

$$W = \frac{b * e^2}{6}$$

Donde:

b - ancho de la viga.



e - espesor de la viga.

$$e = 0,87 * l_0 * \sqrt{\frac{P * L}{m * b * R_f}}$$

$$e = 0,06 \text{ m}$$

Sustituyendo:

$$W = \frac{0,15 * 0,06^2}{6}$$

$$W = 0,00009 \text{ m}^3$$

Condición:

$$M_f \leq m * W * R_f$$

$$0,45 \leq 0,85 * 0,00009 * 8000$$

$$0,45 < 0,612$$

De los resultados anteriores podemos apreciar que el valor de la presión lateral en el pozo es pequeño, por lo que se puede utilizar perfectamente la fortificación de madera. No obstante los bajos valores obtenidos en el cálculo de las dimensiones de las viguetas, las que utilizaremos serán de 15 cm de ancho por 15 cm de espesor.

La fortificación a instalar en el pozo será de madera del tipo cuadros colgantes o suspendidos. Los cuadros principales estarán empotrados en la roca a una profundidad hasta 50 cm. La separación entre cuadros principales es 6m. Entre los mismos se instalan los cuadros colgantes separados entre ellos a 1,5m.

Las piezas que componen el cuadro son:

2 largueros

2 frontales

2 separadores

8 pies.

El área de cuadro de madera está determinada por el área útil de la fortificación de hormigón

Tabla 4: Dimensiones de las piezas del cuadro intermedio

Elementos	Longitud (mm)	ancho (mm)	espesor (mm)
Larguero	4960	152	152
Frontal	1960	152	152
Separador	1340	152	152
Pie	1500	152	152



El consumo de madera de un cuadro normal o intermedio es $0,470\text{m}^3$. Los cuadros principales tienen los frontales de mayor longitud al penetrar en la roca por ambos extremos, de 250 mm a 500 mm. Esa cavidad posteriormente es rellena con hormigón.

Tabal 5: Dimensiones del cuadro principal

Elementos	Longitud (mm)	ancho (mm)	espesor (mm)
Largueros	5960	152	203
Frontal	2960	152	203

El consumo de madera en estos cuadros es $0,709\text{ m}^3$.

Todos los elementos de los cuadros una vez preparados en la superficie serán bajados utilizando el cable del winche. Primeramente se bajarán los frontales colocando un extremo en la petela y posteriormente el otro. A continuación se bajan los largueros, situados estos en su lugar, se fijarán los extremos de los frontales a la petela con cuñas y bloques, posteriormente se rellena con hormigón. Los cuadros normales e intermedios se colgarán de los tirantes y después de colocados los frontales, el separador y los pies se atornillan fuertemente mediante tuercas.

Para facilitar la colocación de los largueros, al cuadro anterior no debe colocársele el separador. Para revestir las paredes del pozo se utilizarán tablonces de 40 mm de espesor, detrás de estos se rellenará con roca fina.

Durante los trabajos de fortificación los obreros laborarán sobre una plataforma ligera desmontable, la cual es colocada de los cuadros con ayuda de cabillas de acero de ϕ 13 mm y longitud 2,5 a 3 m. La parte superior tendrá forma de gancho para colgarlo del larguero, el otro extremo tendrá una prolongación a escuadra sobre la cual se situará la base de angulares de la plataforma de madera, la misma tiene un espesor de 25 mm y sus dimensiones serán: 1,3 x 2m. El consumo de madera en la plataforma es $0,061\text{ m}^3$.

Tabla 6: Consumo de cabillas en la etapa de excavación

Diámetro	20 mm
Longitud de cabilla en un gancho	2,12 m
Cantidad de ganchos por cuadro	8 u



Cantidad total de ganchos	320 u
Total de metros	678,4 m
Cabillas de 13 mm de diámetro para soporte de plataforma de trabajo.	
Longitud de un soporte	3,1 m
Cantidad de soporte por plataforma	4 m
Total de metros	7,5 m
Angulares 40 x 40 mm para plataforma de trabajo	
Total de metros	7,5 m

Habilitación del compartimiento de escaleras y el de transporte.

Las plataformas de descanso se situarán cada 5 m, el área de esta plataforma es $0,925 \times 1,3 \text{ m}$ ($1,20 \text{ m}^2$). El espesor de las tablas es 32 mm. El volumen de madera a consumir en una plataforma es $0,025 \text{ m}^3$.

Como apoyo de escalera se utilizará un tablón de 1,4 m de largo 0,3 m de ancho y un espesor de 0,05 m. La longitud de las escaleras es de 5,80 m, la distancia entre pasos es 30 cm.

Tabla 7: Dimensiones de la sección de escaleras

Elementos	Longitud (mm)	ancho (mm)	espesor (mm)
Laterales	5800	60	50
Peldaños	300	50	30
Escalera	5800	300	

El consumo de madera por cada escalera es de $0,037 \text{ m}^3$ y el consumo de un apoyo es $0,013 \text{ m}^3$. Esto daría un total de $0,05 \text{ m}^3$ de madera por tramo de escaleras. En su instalación hay que tener presente el ángulo de inclinación máximo permisible, que es 80° , esto equivale a que la distancia entre el apoyo de escaleras y la pared es 54 cm.



En la parte del pozo fortificada con hormigón se situarán 2 tramos de escaleras instaladas de forma vertical. Igualmente se colocará una plataforma de descanso de 6 – 8 m de la superficie. La misma tendrá un área de $0,36 \text{ m}^2$ y el espesor será de 0,05 m para un volumen de madera de $0,018 \text{ m}^3$.

Para forrar los tabiques de separación entre la sección de escaleras y la de transporte se necesitan $2,92 \text{ m}^3$ de madera. Esta será aserrada en tablas de 4 cm de espesor. En el compartimiento de transporte se montarán las correderas o guías de jaula, las que tienen las siguientes dimensiones:

Ancho	150 mm
Espesor	150 mm
Longitud	3000 mm

El volumen de madera para las correderas es de 0.087 m^3 .

3.1.9 Fortificación del Pozo

El brocal del pozo correspondiente desde la superficie hasta los 6 m de profundidad se realizara con fortificación de hormigón armado:

7. Utilizando trompos.

Se excava el pozo hasta los 6 m, se encofra de abajo hacia arriba 3 cuadros de asiento de 2 m, hormigonandose en el mismo sentido del encofre. Durante el encofrado y encabillado se colocan los anclajes de los cimientos de la torre de sobre mina y los elementos de fortificación (cuadros patrón). Para la realización de otros trabajos alrededor del pozo se debe esperar 28 días para que el hormigón alcance su resistencia de cálculo.

3.1.10 Laboreo de estaciones del pozo

El enganche de las galerías de nivel con el pozo se realizará a medida que se avance en la excavación del mismo. En este tramo de pozo se ejecutaran dos excavaciones de este tipo, una en la cota 160 m y la otra en la cota 130 m, que dejarán aperturados los niveles I y II. Posterior a la conclusión de la investigación geológica, se continúa la apertura de los diferentes niveles.

Dimensionamiento de las estaciones de pozo



Las dimensiones de las estaciones de pozo son las siguientes: el ancho es igual al lado más largo del pozo (4.92 m) y el alto es de (3,0m). Estas dimensiones se irán reduciendo en una longitud de 6 – 8 m hasta igualarse con las galerías de nivel. La forma de la sección transversal que elegimos es de paredes rectas y techo abovedado. La bóveda será reducida con tres centros.

Las estaciones atendiendo a la fortaleza y estabilidad serán fortificadas con anclas de cuña - ranura y malla.

El área de la sección transversal será:

$$S = B \times (h_r + 0,26 \times B)$$

Donde:

B – ancho de la excavación; (m)

H_r- altura de las paredes

$$S = 4.92 \times (2,47 + 0,26 \times 4.92)$$

$$S = 18.44 \text{ m}^2$$

La altura de la bóveda será:

$$h_b = \frac{1}{3} * B$$

$$h_b = \frac{1}{3} * 4.92$$

$$h_b = 1,64 \text{ m}$$

Cálculo de la altura de intersección

$$H_i = 0,7 C - D$$

Donde:

C – longitud del material más largo que se baja (m)

D – lado menor de la sección del pozo.

$$H_i = 0,7 \times 6 - 1,2$$

$$H_i = 3 \text{ m}$$

Calculo de los radios laterales y central de la bóveda reducida



$$r = 0.262 B = 0.262 \times 4.92 = 1.30 \text{ m}$$

$$R = 0.692 B = 0.692 \times 4.92 = 3.40 \text{ m}$$

Tiempo total del ciclo de trabajo para el laboreo de estaciones de Pozo

Calculo de los tiempos fundamentales del ciclo.

Tiempo de perforación.

$$TB = Nb \times Lbm / Np \times Vpm + T_1 \times Nb$$

Donde:

Nb: Numero de barrenos U

Lbm: Longitud media de perforación m

Np: Numero de perforadoras u

Vpm: Velocidad de perforación m/min

T₁: Tiempos muertos en perforación.

T₁ = C_B + P_E + Limp C_B: Cambio de posición del barreno

P_E: Posicionamiento y emboquille

Limp: Limpieza (sopleteo) barrenos

$$TB = 18 \times 1.33 / 1 \times 0.275 + 5 \times 18 = 177 \text{ min}$$

$$T_1 = 3 + 1 + 1 = 5 \text{ min.}$$

Tiempo de carga y voladura

$$T_{C.V.E} = Nb \times T_S / N_T + T_{C.C} + T_R$$

Donde:

T_S: Tiempo de cebado de un barreno en min. 2 min

N_T: Número de trabajadores que participan 2

T_{C.C}: Tiempo de conexión y revisión circuito de disparo. 20 min

T_R: Tiempo revisión frente y retirada de señales 10 min

$$T_{C.V.E} = 18 \times 2 / 2 + 20 + 10 = 48.0 \text{ min.}$$

Tiempo de carga y acarreo

En el caso de este laboreo se usa una formula compuesta que tiene en cuenta el llenado a pala neumática en la estación y el tiempo invertido en el izaje de la vagoneta en la jaula.



$$T_{CPozo} = T_i \times N_v + T_{cv} N_v \text{ min.}$$



Donde:

T_{cv} : Tiempo de carga de una vagoneta

Q: Capacidad real de la vagoneta m^3

Q_v : Capacidad teórica Vagoneta m^3 ($0.56 m^3$)

K_1 : Coeficiente de llenado de la vagoneta (0.9 – 0.98)

N_v : Numero de vagonetas necesarias para el escombreo u.

q: Productividad de la paleadora $0.3 m^3 / min$

K_a : Coeficiente de aprovechamiento 0.85.

K_{II} : Coeficiente de llenado de la cuchara 0.5-0.75.

L_a : longitud de avance 1.2m

$$T_{cv} = Q / q K_a * K_{II} = 0.50/0.3 * 0.85 * 0.75 = 2.61 \text{ min.}$$

$$Q_v \times K_1 = 0.56 * 0.9 = 0.50 m^3$$

$$N_v = V_R * K_e / Q$$

$$V_R: \text{Volumen de roca } m^3 = 12.31 m^3$$

$$K_e: \text{Coeficiente de esponjamiento } 1.6$$

$$N_v = 12.31 * 1.6 / 0.50 = 39.4 \text{ vagones}$$

$$T_i = 74.75 \text{ seg} = 1.24 \text{ min (calculado anteriormente en el ciclo de izaje)}$$

$$T_{CPozo} = 1.24 \times 39.4 + 2.61 \times 39.4 + 5 \times 39.4 = 48.8 + 103.5 + 197 = 349.3 \text{ min}$$

Con este tiempo se invierten 1.08 días x metro de estación avanzada y fortificado para 16 metros se invierten 17.28 x 1.17 (estimando un porcentaje de interrupción del 17 %) 20.21 días.

La brigada estará compuesta por 4 mineros, 1 minero A, 3 minero C. Comenzará el turno con el saneamiento del frente y la preparación para barrenar. Esta operación la comenzará un minero A y un minero C y luego se incorpora el resto de la brigada. Realizadas estas labores se comenzarán los trabajos de perforación de los barrenos. Esto será realizado con; dos máquinas perforadoras y participará toda la brigada.



Concluida esta actividad, el minero A y un minero C proceden a cargar los barrenos, terminada esta actividad se retiran los equipos y herramientas. Terminada esta operación ascienden a la superficie y se produce la explosión. Luego se realiza la aeración del frente durante 30 minutos. Después bajarán el minero A y un minero C a realizar el saneamiento de la excavación; hecho esto comenzarán las labores de carga de la roca en las cuales participa.

3.1.11 Laboreo de galerías de minas

Dentro de las galerías de minas se comprende, galerías de ventilación, de transporte y cortavetas. Se diferencian en los tiempos de ejecución las galerías que son ejecutadas siguiendo el cuerpo mineral y las que son ejecutadas por el estéril.

Dimensionamiento de la excavación

Para determinar las dimensiones de la galería se utilizó el método analítico. Se tuvo en cuenta el destino de la excavación el tamaño de los vehículos de transporte (maquinarias cargadoras de roca y vagonetas) el caudal de aire circulante etc. La forma de la sección elegida es paredes rectas techo abovedado a tres centros.

Cálculo del ancho útil de la excavación

$$B = m + S_f + A + n$$

Donde:

m - espacio entre el móvil y la pared (m) Por reglas de seguridad 200 mm.

S_f - Espesor de la fortificación en m. Se toma para el cálculo del ancho máximo posible si se tiene que fortificar la excavación. Se toma de 200 mm = 0.20 m

A - ancho del móvil (m)

n - ancho del pasillo para personal (m)

$$B = 0.2 + 0.2 + 1.0 + 0.8$$

$$B = 2.2 \text{ m}$$

Altura de la excavación

$$H = h_1 + h$$

Donde:



h_1 - altura de las paredes (m)

h - altura de la bóveda (m)

$$h = \frac{1}{3} * 2,2$$

$$h = 0.73 \text{ m}$$

Sustituyendo:

$$H = 1.8 + 0.73$$

$$H = 2.53 \text{ m}$$

Sección de la galería:

$$S = B * (h_1 + 0,26 * B)$$

$$S = 2,2 * (1,8 + 0,26 * 2,2)$$

$$S = 5,2 \text{ m}^2$$

Cálculo de los radios laterales y central de la bóveda reducida

$$r = 0.262 B = 0.262 * 2.2 = 0.57 \text{ m}$$

$$R = 0.692 B = 0.692 * 2.2 = 1.52 \text{ m}$$

Cálculo de la Presión Minera

$$P = \frac{4}{3} * a^2 / f * b = \frac{4}{3} * 1.1^2 / 8 * 2.85 = 0.57 \text{ t/m}^2$$

Donde:

a – Semiancho de la excavación (m)

f – Fortaleza de la roca

b- Peso volumétrico de la roca

Como se aprecia en el resultado anterior el valor de la presión minera sobre la excavación es pequeña, por lo solo se utilizara la fortificación de madera en aquellas zonas de debilitamiento.

Al atravesar zonas de debilitamientos las galerías de nivel serán fortificadas con cuadros de madera cubiertos por costaneras, madera rolliza y pedazos de rocas para lograr una mejor distribución de la presión minera actuante sobre la fortificación.



Los cuadros estarán formados por dos peones y un sombrero. Las dimensiones de estos elementos son:

	Ancho	espesor	largo
Sombrero	150	200	2100
Peón	150	150	2000

La distancia entre cuadros será de 1 m.

Cálculo de los tiempos fundamentales del ciclo.

Tiempo de perforación.

$$TB = Nb \times Lbm / Np \times Vpm + T_1 \times Nb$$

Donde:

Nb: Numero de barrenos U

Lbm: Longitud media de perforación m

Np: Numero de perforadoras u

Vpm: Velocidad de perforación m/min

T₁: Tiempos muertos en perforación.

$$T_1 = C_B + P_E + Limp \quad C_B: \text{Cambio de posición del barreno}$$

P_E: Posicionamiento y emboquille

Limp: Limpieza (sopleteo) barrenos.

$$TB = 18 \times 1.33 / 1 \times 0.275 + 5 \times 18 = 177 \text{ min}$$

$$T_1 = 3 + 1 + 1 = 5 \text{ min.}$$

Tiempo de carga y voladura.

$$T_{C.V.E} = Nb \times T_S / N_T + T_{C.C} + T_R$$

Donde:

T_S: Tiempo de cebado de un barreno en min.

N_T: Número de trabajadores que participan

T_{C.C}: Tiempo de conexión y revisión circuito de disparo.

T_R: Tiempo revisión frente y retirada de señales

$$T_{C.V.E} = 18 \times 2 / 2 + 20 + 10 = 48.0 \text{ min.}$$

Tiempo de carga y acarreo.



En el caso de este laboreo se usa una fórmula compuesta que tiene en cuenta el llenado a pala neumática en la estación y el tiempo invertido en el izaje de la vagoneta en la jaula.

$$T_{CPozo} = T_i \times N_v + T_{cv} N_v \text{ min.}$$

Donde:

T_{cv} : Tiempo de carga de una vagoneta

Q: Capacidad real de la vagoneta m^3

Q_v : Capacidad teórica Vagoneta m^3 ($0.56 m^3$)

K_1 : Coeficiente de llenado de la vagoneta (0.9 – 0.98)

N_v : Numero de vagonetas necesarias para el escombreo u.

q: Productividad de la paleadora $0.3 m^3 / \text{min}$

K_a : Coeficiente de aprovechamiento 0.85.

K_{II} : Coeficiente de llenado de la cuchara 0.5-0.75.

L_a : longitud de avance 1.2m

$$T_{cv} = Q / q K_a \times K_{II} = 0.50/0.3 \times 0.85 \times 0.75 = 2.61 \text{ min.}$$

$$Q_v \times K_1 = 0.56 \times 0.9 = 0.50 m^3$$

$$N_v = V_R \times K_e / Q$$

$$V_R: \text{Volumen de roca } m^3 = 6.0 m^3$$

$$K_e: \text{Coeficiente de esponjamiento } 1.6$$

$$N_v = 6 * 1.6 / 0.50 = 19 \text{ vagones}$$

$$T_i = 74.75s = 1.24 \text{ min (calculado anteriormente en el ciclo de izaje)}$$

$$T_{CPozo} = 1.24 \times 19 + 2.61 \times 19 + 5 \times 19 = 167 \text{ min.}$$

En el laboreo de galerías de nivel la brigada estará compuesta por 1 minero A y 3 mineros C.

En las diferentes labores que se realizan en un ciclo de trabajo, estarán presentes los dos miembros de la brigada. Al concluir el saneamiento del frente, se realizaran los trabajos preparatorios para la perforación, al terminar esta operación se comienza la carga y explosión de los barrenos. Posteriormente los mineros sanean la excavación y proceden a la carga de la roca para esta operación se agregan dos mineros C para el acarreo del material.



3.1.12 Laboreo de contrapozos

Los contrapozos a laborear tendrán una sección rectangular de 1.50 x 2 m, con un área de 3.0 m². Constarán de 2 compartimientos, uno de escaleras para el acceso de personal y el otro con destino a la ventilación. El laboreo se realizará situando la veta mineral en el centro de la sección de descarga de mineral. El arranque se realizará con un frente único, es decir en toda el área de la sección transversal, disminuyendo en estos casos la ley de la mena. En los casos que la potencia del mineral sea mayor, los contrapozos se excavarán a todo el ancho de la veta mineral.

El ciclo de avance contiene las siguientes tareas:

- Saneamiento
- Fortificación
- Instalación de la plataforma de trabajo.
- Perforación
- Carga de los barrenos.
- Desmontaje de la plataforma de trabajo.
- Voladura de los barrenos.
- Ventilación del frente.

Tiempo de un ciclo de trabajo en el laboreo de contrapozo.

Cálculo de los tiempos fundamentales del ciclo

Tiempo de perforación.

$$TB = Nb \times Lbm / Np \times Vpm + T_1 \times Nb$$

Donde:

Nb: Numero de barrenos U

Lbm: Longitud media de perforación m

Np: Numero de perforadoras u

Vpm: Velocidad de perforación m/min

T₁: Tiempos muertos en perforación.



$$T_1 = C_B + P_E + \text{Limp} \quad C_B: \text{Cambio de posición del barreno}$$

P_E : Posicionamiento y emboquille

Limp: Limpieza (sopleteo) barrenos.

$$TB = 14 \times 1.33 / 1 \times 0.275 + 5 \times 14 = 138 \text{ min}$$

$$T_1 = 3 + 1 + 1 = 5 \text{ min.}$$

Tiempo de carga y voladura.

$$T_{C.V.E} = Nb \times T_S / N_T + T_{C.C} + T_R$$

Donde:

T_S : Tiempo de cebado de un barreno en min.

N_T : Número de trabajadores que participan

$T_{C.C}$: Tiempo de conexión y revisión circuito de disparo.

T_R : Tiempo revisión frente y retirada de señales

$$T_{C.V.E} = 14 \times 2 / 2 + 20 + 10 = 44 \text{ min.}$$

Tiempo de carga y acarreo.

$$T_{CPozo} = T_i \times N_v \text{ min.}$$

Donde:

T_{cv} : Tiempo de carga de una vagoneta

Q : Capacidad real de la vagoneta m^3

Q_v : Capacidad teórica Vagoneta m^3 ($0.56 m^3$)

K_1 : Coeficiente de llenado de la vagoneta (0.9 – 0.98)

N_v : Numero de vagonetas necesarias para el escombreo u.

q : Productividad de la paleadora $0.3 m^3 / \text{min}$

K_a : Coeficiente de aprovechamiento 0.85.

K_{II} : Coeficiente de llenado de la cuchara 0.5-0.75.

L_a : longitud de avance 1.2m

$$T_{cv} = Q / q K_a \times K_{II} = 0.50 / 0.3 \times 0.85 \times 0.75 = 2.61 \text{ min.}$$

$$Q = Q_v \times K_1 = 0.56 \times 0.9 = 0.50 m^3$$

$$N_v = V_R \times K_e / Q \quad V_R: \text{Volumen de roca } m^3 = 3.0 m^3$$

K_e : Coeficiente de esponjamiento 1.6



$$N_V = 3.0 \times 1.6 / 0.50 = 9.6 = 10 \text{ vagones}$$

$$T_{CPozo} = 2.61 \times 10 = 26.1 \text{ min.}$$

Tiempo de fortificación.

$$T_F = L_a / P_{nf}$$

Donde:

L_a : Longitud de avance en m.

P_{nf} : Productividad de fortificación 0.007 m/ min

$$T_F = 1.20 / 0.007 = 171.00 \text{ min.}$$

Cada 5 ciclos se realiza el armado del compartimiento de escaleras y se traslada la plataforma deflectora más cerca del frente de arranque. Para esto se utiliza un turno de trabajo.

Al comienzo del laboreo de los contrapozos cuando existe un avance aproximado de 6 m se realiza la división en compartimentos y se instala en la parte por donde se evacuará el mineral una escotilla. Desde esta se realizará la carga del mineral conjuntamente con otras operaciones del ciclo.

El laboreo de contrapozos se lleva a cabo por dos mineros: un minero A, y un minero C. El ciclo comienza con la retirada del mineral de la plataforma protectora, saneamiento del frente y paredes. Luego se establece la plataforma de trabajo anterior y se sitúan desde esta los puntales sobre los cuales se construirá la próxima plataforma.

Posteriormente se perforan los barrenos y se cargan con sustancia explosiva. Después se retiran los equipos y se quita la plataforma de trabajo. Situados ya en lugar seguro se realiza la explosión y luego la ventilación del frente.

3.1.13 Laboreo de la ranura de corte y conformación frente de extracción

A partir de la galería de exploración geológica laboreada por el rumbo del cuerpo mineral, se barrena el techo de la misma con perforadora telescópica PT – 29 o Montaber T- 28 , con una longitud de 2 m, se explosiona , se extrae el 30 % del volumen y desde encima de la pila se barrena la capa No II, posteriormente se extrae todo el mineral depositado en la galería y se construyen los pilares artificiales para el descenso del mineral a las



cortavetas de carga, terminada su construcción se cargan los barrenos de la capa II y se procede a su voladura, comenzando así los trabajos de extracción del bloque.

Cálculo de los tiempos del ciclo de trabajo.

Tiempo de perforación.

$$TB = Nb \times Lbm / Np \times Vpm + T_1 \times Nb$$

Donde:

Nb: Numero de barrenos U

Lbm: Longitud media de perforación m

Np: Numero de perforadoras u

Vpm: Velocidad de perforación m/min

T₁: Tiempos muertos en perforación.

$$T_1 = C_B + P_E + Limp$$

C_B: Cambio de posición del barreno

P_E: Posicionamiento y emboquille

Limp: Limpieza (sopleteo) barrenos.

$$TB = 86 \times 2.0 / 2 \times 0.275 + 5 \times 86 = 743 \text{ min}$$

$$T_1 = 3 + 1 + 1 = 5 \text{ min.}$$

Tiempo de carga y voladura.

$$T_{C.V.E} = Nb \times T_S / N_T + T_{C.C} + T_R$$

Donde:

T_S: Tiempo de cebado de un barreno en min.

N_T: Número de trabajadores que participan

T_{C.C}: Tiempo de conexión y revisión circuito de disparo.

T_R: Tiempo revisión frente y retirada de señales

$$T_{C.V.E} = 86 \times 2 / 2 + 20 + 10 = 116 \text{ min.}$$

Tiempo de carga y acarreo.

$$T_C = T_{cv} \times N_v \text{ min.}$$

Donde:

T_{cv}: Tiempo de carga de una vagoneta



Q: Capacidad real de la vagoneta m^3
Q_v: Capacidad teórica Vagoneta m^3 (0.56 m^3)
K₁: Coeficiente de llenado de la vagoneta (0.9 – 0.98)
N_v: Número de vagonetas necesarias para el escombreo u.
q: Productividad de la paleadora 0.3 m^3 / min
K_a: Coeficiente de aprovechamiento 0.85.
K_{ll}: Coeficiente de llenado de la cuchara 0.5-0.75.
L_a: longitud de avance 1.2m

$$T_{cv} = Q / q K_a \times K_{ll} = 0.50 / 0.3 \times 0.85 \times 0.75 = 2.61 \text{ min.}$$

$$Q = Q_v \times K_1 = 0.56 * 0.9 = 0.50 \text{ m}^3$$

$$N_v = V_R \times K_e / Q \quad V_R: \text{Volumen de roca } m^3 = 120 \text{ m}^3$$

$$K_e: \text{Coeficiente de esponjamiento } 1.6$$

$N_v = 120 \times 1.6 / 0.50 = 384$ vagones $\times 0.3$ (30 % de volumen para matener la pila de trabajo)

$$N_v = 115 \text{ vagones}$$

$$T_C = 2.61 \times 115 = 300.00 \text{ min.}$$

Tiempo de fortificación. (Construcción pilares artificiales)

$$T_F = N_p / P_{nf}$$

Donde:

N_p: Numero de pilares u.

P_{nf}: Productividad de fortificación 0.0062/ min

$$T_F = 6 / 0.0062 = 968.00$$

La brigada estará compuesta por un minero A y 1 mineros C. En la galería de transporte estarán para la operación de carga 2 mineros C.

El ciclo comienza con el saneamiento del frente de arranque y nivelación del piso en el almacén. Esto lo realizarán el minero A y el C; mientras los otros dos mineros C



preparan las condiciones para barrenar. Posteriormente se ejecuta la perforación de los barrenos, esto se hará con 2 máquinas perforadoras y participarán los 4 mineros.

Luego se retiran los equipos y se quedan en el frente solamente el minero A y el C, para realizar la carga de los barrenos y su posterior voladura. A continuación se da el tiempo correspondiente a la ventilación del frente por la cantidad de barrenos explosionados se aumenta el tiempo a 1 hora de ventilación. Concluido este se extrae del almacén el mineral excedente 30 %, en esta operación participan el minero y los 3 ayudantes generales de mina. Cuando la corrida llega al nivel de pilar de corona se revisa y sanea el techo meticulosamente de ser necesario se sostiene el techo con anclas y mallas y se procede a la evacuación del total de la mena del almacén.

3.2 Sistema de Explotación

3.2.1 Condiciones técnicas – mineras y de Explotación del yacimiento.

Para la determinación del Sistema de Explotación se tuvieron en cuenta las condiciones minero-técnicas del yacimiento Descanso, considerando la similitud que existe entre ambos, se determinó el emplear el mismo, consistiendo en el Almacenamiento del mineral y laboreo por capas ascendentes.

3.2.2 Método de Explotación con almacenamiento de mineral y laboreo por capas ascendentes

Durante la etapa de exploración se excava en ambos niveles I y II a partir del pozo principal de mina la galería de nivel trazada transversal al cuerpo mineral, posteriormente se excava una galería de exploración geológica por el rumbo del mineral(finalizada la etapa de exploración se convierte en la primera ranura de corte del frente de explotación) para determinar potencia, contenido y dirección por el rumbo de la veta, concluida su excavación y el trazado de las cortavetas para la construcción de las estaciones de perforación, se comienza las labores de preparación de los frentes de arranque experimentales, estas se comienzan por excavar a partir de la galería de nivel una galería por estéril(futura galería de transporte con una separación entre ella y la galería de exploración geológica entre 6- 8 metros que se interconectaran con la galería de exploración con



cortavetas excavadas cada dos metros, la longitud del frente de extracción será de 30 m, conformándose un frente de 30 m de largo x 30 m de alto x 2 m de potencia de la franja de arranque. Las cortavetas que para un frente de extracción son 7 se utilizarán como piqueras depositándose el mineral arrancado, en el piso de las mismas y cargados por paleadoras neumáticas NVL-12 de 0.12 m³, terminada la excavación de las cortavetas, se procede a barrenar el techo de la ranura de corte I (antigua galería de exploración geológica) excavándose la segunda ranura del material explosionado se extrae por medio de las cortavetas el 30 % del mineral, posteriormente desde la pila de mineral se barrena la tercera capa, se limpia el piso de la galería de exploración y se construyen los pilares artificiales para dirigir la caída de la mena, durante las etapas de laboreo del frente. Concluida la construcción de los pilares artificiales desde ellos y con tablonés se cargan los barrenos anteriormente barrenados y se disparan, comenzando la explotación del tajo.

Los pilares artificiales se construyen para evitar que en los tramos entre cortavetas se quede mineral sin posibilidad de ser cargado por la paleadora y tenga que exponerse el minero una vez finalizado el laboreo del tajo sobre un espacio abierto de 26 m de altura.

El ancho de la ranura de corte será 2.00 m y la altura de 2.00m, para que puedan trabajar los equipos neumáticos de barrenación para la colocación de los soportes neumáticos, los barrenos que se practican en cada capa serán horizontales con una longitud de 2.0 m. El pilar de techo se diseña de 2 m de espesor, se eliminan las piqueras tradicionales del método y no se utiliza el pilar intercameral.

3.3 Trabajos de perforación y de voladuras

En los trabajos de voladura será utilizado el SENATEL como Sustancia Explosiva (SE) principal, detonadores no eléctricos Tecnel, conectores de microretardo con series de 1, 2, 3 y 4 y cordón detonante, el diámetro de los barrenos es de 36mm.

Cálculo del pasaporte de perforación y explosivos desde 6 m hasta 60 m.



I Datos Iniciales.

Objeto de obra: Pozo de Minas

Forma de la Sección: Rectangular

Área de la Sección Transversal: 9.72 m²

II Tipo de Sustancia explosiva.

Explosivo: SENATEL MACNAFRAC

Peso del cartucho: 0.454 g

Densidad : 1.1 – 1.2 Kg/ m³

Determinación del coeficiente de la capacidad de trabajo del explosivo.

$E = 360 / C_{pexp}$.

Donde:

C_{pexp} : Capacidad de trabajo del explosivo utilizado.

$E = 360 / 380 = 0.94$

Determinación del consumo específico de Sustancia Explosiva.

$q = q_0 \times E$

Donde:

q_0 : consumo específico de la Amonita 6 YB 1.2 Kg/m³

$q = 1.2 \times 0.94 = 1.13 \text{ Kg/m}^3$

Determinación de la cantidad de barrenos en el frente de laboreo.

$N_{BT} = 2.7 f / S \times S$

Donde:

f: Fortaleza de la roca Por Protodiakonov (8 -12). Se toma para los cálculos 8

S: Área de la Sección transversal en m²

$N_{BT} = 2.7 \times 8 / 9.64 \times 9.64 = 24$ barrenos.

Determinación de los barrenos por grupo.

Se utiliza la relación $N_c: N_a: N_{co} = 1: a: b = 1: 2: 3$

Teniendo en cuenta que para secciones menores de 4 m² la cantidad de barrenos de corte recomendada para los cortes de cuña varían según la fortaleza de la roca entre 4 – 6 barrenos, y que la cantidad de barrenos calculada anteriormente es de 22



realizamos la siguiente distribución por grupos de barrenos con el objeto de garantizar la salida efectiva del cuele de la voladura.

Nc ----- 4 U

Na ----- 8 U

Ncont ----- 12 U

Total ----- 24 U

Longitud de los barrenos de cuele = 1.50 m

Longitud de barrenos arranque y contorno = 1.50m – 0.20 m = 1.30 m

Determinación de la cantidad de sustancia explosiva por ciclo

$$Q = q \times V$$

V: Volumen de roca a arrancar, m³

$$V = S \times lb \times n$$

lb: longitud de barrenación (m)

n: Coeficiente de utilización del barreno (0.85 – 0.95)

$$V = 9.64 \times 1.33 \times 0.85 = 10.89 \text{ m}^3$$

$$Q = 1.13 \times 10.89 = 12.3 = 12 \text{ Kg.}$$

Determinación de la masa media de la carga del barreno.

$$Q_m = Q / N_{BT}$$

$$Q_m = 12 / 24 = 0.50 \text{ Kg}$$

Determinación de la carga media por grupo de barrenos.

$$Q_{bc} = 1.2 Q_m = 1.2 \times 0.50 = 0.6 \text{ Kg}$$

$$Q_{ba} = Q_m = 0.60 \text{ Kg}$$

$$Q_{bco} = 0.85 \times Q_m = 0.85 \times 0.60 = 0.50 \text{ Kg}$$

Redondeo

$$4 \text{ bc} \times 0.6 = 2.4 \text{ Kg}$$

$$8 \text{ ba} \times 0.60 = 4.8 \text{ Kg}$$

$$12 \text{ bco} \times 0.50 = 6.0 \text{ Kg}$$



Total ----- 12.0 Kg

Determinación del espaciamiento entre barrenos

Barrenos de cuele (por tablas) ----- 0.45 m

Barrenos arranque 23 Db = 23 x 36 mm ----- 0.83 m

Barrenos de zapateras 13 Db = 13 x 36 mm -----0.50 m

Determinación de la longitud de retacado.

0.67 m barrenos de corte (cuele)

0.58 m Barrenos arranque y contorno.

La segunda y tercera etapa de laboreo se realizan de idéntica forma. Los cálculos de los restantes pasaportes de las diferentes excavaciones se realizan aplicando la misma metodología y los resultados se presentan en la tabla 8, que se muestra a continuación.

3.3.1 Laboreo de excavaciones a toda sección

En el laboreo de excavaciones a toda sección tenemos la profundización del pozo de mina desde los 6 m hasta los 60m, el laboreo de las Estaciones de nivel, galerías de exploración geológica por mineral, galerías por estéril, las cortavetas, las cámaras de perforación, el laboreo de los contrapozos, en este caso, el ancho mínimo de este, ocupará la potencia industrial (2 m) de los realces, por último tenemos la voladura en el laboreo de los realces.



Tabla 8: Parámetros de perforación y voladura para el laboreo a sección completa.

Parámetros	Excavación del Pozo	Galerías de mina	Contrapozos	Estación del Pozo	Ranura de Corte
Área de la sección transversal; (S, m ²)	9.72	5.2	2.5	18.44	60.0
Longitud a perforar; (L _b , m)	1.33	1.33	1.33	1.33	2.00
Longitud de los barrenos de corte; (L _{co} , m)	1.50	1.50	1.50	1.50	-
Longitud de los barrenos de arranque; (L _a , m)	1.30	1.30	1.30	1.30	2.00
Longitud de los barrenos de contorno; (L _c , m)	1.30	1.30	1.30	1.30	-
Longitud total a perforar; (L _T , m)	32.0	24.2	19.0	44.0	172.0
Cantidad de barrenos de corte; (N _{co} , u)	4	4	4	6	-
Cantidad de barrenos de arranque; (N _a , u)	8	4	4	8	86
Cantidad de barrenos de contorno; (N _c , u)	12	10	6	19	-
Cantidad total de barrenos; (N, u)	24	18	14	33	86
Cantidad de SE por ciclo; (Q, kg)	12.0	7.0	4.0	24.0	49.2
Cantidad de detonadores; (Q _d , u)	24	18	14	33	86
Consumo específico de SE (q, kg/m ³)	1.10	1.16	1.18	1.15	0.41
Volumen de rocas a arrancar (V, m ³)	10.89	6.00	3.0	20.8	120.0
Avance por ciclo m.	1.13	1.13	1.13	1.13	1.70
Barrenación específica ml / m ³	2.93	4.0	6.33	2.11	1.43

3.4 Desagüe

Según los resultados de los trabajos hidrogeológicos realizados en la “Prospección Detallada de Oro Meloneras”, el afluencia de agua es poca, alrededor de 0.30 l/s y oscila entre 0.03 l/s y 1.01 l/s



En el bombeo se utilizarán dos bombas sumergibles (una de repuesto), con una potencia del motor de 15 Kw y un caudal de 10 l/s (36 m³/h), a una profundidad de 100 m. El esquema de bombeo será directo, o sea, el bombeo desde la profundidad (caldera del pozo) hasta la superficie, a través de una tubería de 3 pulgadas, que estará sujeta por abrazaderas a los cuadros de fortificación correspondiente al compartimiento de escaleras del pozo. El bombeo se realizara de forma intermitente, cada 5 horas, 0,5 horas de bombeo. Durante la etapa de profundización del pozo se excava un depósito acumulador de agua en el último nivel aperturado donde se instala la bomba sumergible. El agua del fondo del pozo se achica con bombas neumáticas DIP o DOP que tiran al depósito.

3.5- Ventilación de la mina

El esquema de ventilación a utilizar en Mina Meloneras será un esquema diagonal. La entrada de aire fresco se realizará por el pozo de minas, situado aproximadamente a 2/3 de la longitud del campo de mina, luego pasa a las galerías de transporte, asciende por los contrapozos hasta los bloques de laboreo ventilando los frentes de trabajo. El aire se dirige por las galerías de ventilación hacia los contrapozos de ventilación situado en los flancos del campo de mina mediante un sistema de puertas de ventilación

Para la ventilación parcial de los frentes de profundización del pozo, arranque y desarrollo se utilizara el esquema soplante.

Cálculo del caudal de aire necesario para la ventilación de la mina

El cálculo se realizó atendiendo a los siguientes factores:

- Número máximo de hombres presentes simultáneamente en la mina.
- Atendiendo a la producción diaria.
- Atendiendo al consumo de explosivos.

a). $Q = 6 * n * K$

Donde:

n- número máximo de hombres presentes simultáneamente en la mina.



K- coeficiente de reserva de aire (1,3 – 1,5)

$$Q = 6 * 12 * 1,4$$

$$Q = 101 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$b).- Q = q_1 * T * b$$

Donde:

q_1 – caudal de aire aportado a la mina.

T – producción diaria de la mina, en m^3 .

b – coeficiente de irregularidad de la producción.

$$Q = 1.4 \times 225 \times 1.15 = 362.25 \text{ m}^3/\text{min}.$$

$$c).- Q = \frac{12,5A * B}{t}$$

Donde

A – cantidad máxima de explosivos empleados por vez en los barrenos (Kg).

B – volumen convencional de óxido de carbono generado por la explosión de 1Kg de explosivos.

t – tiempo de ventilación (min).

$$Q = \frac{12,5 * 51,8 * 40}{30}$$

$$Q = 864 \text{ m}^3/\text{min}.$$

El caudal de aire necesario para la ventilación de la mina será:

$$Q_v = Q * K_f$$

Donde:

K_f - coeficiente de filtraciones.

$$Q_v = 864 * 1,1$$

$$Q_v = 950 \text{ m}^3 / \text{min}$$

$$Q_v = 15,84 \text{ m}^3/\text{seg}.$$



Para aportar el caudal de aire necesario a la mina se propone la instalación de un ventilador de 950 m³/min.

Calculo de la depresión total de la mina

Para este cálculo se considera el recorrido del aire desde su entrada por el pozo principal y su descenso hasta el nivel II; pasando luego a las distintas excavaciones de este nivel y saliendo ya viciado por el contrapozo de ventilación.

Se determina la depresión para cada tramo de excavación de esta ruta, con resistencia aerodinámica ó caudal de aire diferente, se considera además la distribución de aire por los niveles de forma equitativa.

La fórmula a utilizar para el cálculo de depresión es:

$$h = R * Q^2$$

Donde:

R – resistencia aerodinámica de la excavación en cuestión.

Q² – caudal de aire que pasa por el tramo de excavación en cuestión.

$$R = \frac{\alpha * L * P}{S^3}$$

Donde:

α - coeficiente de resistencia aerodinámica de la excavación.

P- perímetro de la excavación, (m).

L – longitud de la excavación, (m)

S - sección útil de la excavación, (m²).

El pozo principal para el cálculo se divide en tramos de la siguiente forma:

Tramo I. Boca de pozo - Nivel I

Tramo II. Nivel I —Nivel II



Cálculo para el tramo I

$$R = \frac{0,003 * 15 * 8,8}{4.06^3}$$

$$R = 0,006$$

La depresión en el tramo I es igual a:

$$h = 0,006 * 15,84^2$$

$$h = 1,5 \text{ Kgf} / \text{m}^2$$

Cálculo para el tramo II

$$R = \frac{0,003 * 45 * 8,8}{4.06^3}$$

$$R = 0,01$$

La depresión en el tramo II es:

$$h = 0,01 * 15,84^2$$

$$h = 2.5 \text{ Kg f/m}^2$$

Cálculo para la galería de nivel.

$$R = \frac{0,0015 * 40 * 8,7}{5,2^3}$$

$$R=0,0037$$

La depresión en la galería de nivel es:

$$h = 0,0037 * 15.84^2$$

$$h = 0,93 \text{ Kgf/m}^2$$

La resistencia en estas corrientes paralelas es igual a la resistencia en la galería de transporte más la resistencia en el contrapozo, todo esto dividido entre 4.

$$R = \frac{0,028 + 0,015}{4}$$

$$R = 0,011$$



La depresión en estas corrientes paralelas es:

$$h = 0,011 * 4,28^2$$

$$h = 0,20 \text{ Kg f / m}^2$$

La resistencia en la galería de ventilación es:

$$R = \frac{0,0015 * 10 * 8,7}{5,2^3}$$

$$R = 0,0009$$

La depresión en la galería de ventilación es:

$$h = 0,0009 * 4,28^2$$

$$h = 0,016 \text{ Kgf / m}^2$$

Cálculos para el contrapozo de ventilación

En este caso al igual que en el pozo principal, se divide la longitud de la excavación en tramos, pero de abajo hacia arriba.

Cálculo para el tramo desde el Nivel II hasta el I.

- La resistencia aerodinámica en este tramo es

$$R = \frac{0,005 * 30 * 7,4}{3,0^3}$$

$$R = 0,04$$

La depresión en este tramo es:

$$h = 0,04 * 4,28^2$$

$$h = 0,7 \text{ Kgf / m}^2$$

La resistencia aerodinámica en el tramo del nivel I hasta la superficie es:

$$R = \frac{0,005 * 15 * 7,4}{3,0^3}$$

$$R = 0,028$$



La depresión en este tramo es:

$$h = 0.028 * 15.84^2$$

$$h = 6.91 = 7.02 \text{ Kg f / m}^2$$

La depresión total de la mina será la suma de todas las depresiones calculadas anteriormente.

$$h_t = 1.5 + 2.5 + 0.93 + 0.20 + 0.016 + 0.7 + 7.02$$

$$h_t = 12.86 \text{ Kg f / m}^2$$

El tamaño de la abertura equivalente es:

$$A = 0,38 * \frac{Q}{\sqrt{h_t}}$$

$$A = 0,38 * \frac{15,84}{\sqrt{12.86}}$$

$$A = 1.68 \text{ m}^2$$

Atendiendo al tamaño de la abertura equivalente las minas se dividen en tres grupos;

A= (0 – 1 m²); Difícil ventilación

A= (1 – 2 m²); Mediana ventilación

A= (≥ 2 m²); Fácil ventilación

Cálculo del ventilador

Con la depresión y el caudal de aire requerido se procede a calcular las características del ventilador.

$$h_t = 16.12 \text{ Kg f / m}^2$$

$$Q_v = 15.84 \text{ m}^3/\text{seg.}$$

Potencia del Motor

$$P = Q_v \times h_t / 1000 \times \eta \times E_T \times E_m$$

Donde:



Q_v = Caudal de aire necesario m^3 / seg.

h_t = Depresión del circuito en Pascal

n = Eficiencia del ventilador se toma 75 %

E_T = Eficiencia de la transmisión 100 %

E_m = Eficiencia del motor 90 %

$$P = 15.84 \times 161,2 / 1000 \times 0.75 \times 1.00 \times 0.90 = 3,78 \text{ Kw}$$

Potencia necesaria para mover el caudal Q_v

$$AhP = Q_v \times h_t / 1000 = 15.84 \times 161,2 / 1000 = 2,55 \text{ kw}$$

Potencia de freno

$$BhP = Q_v \times h_t / 1000 \times n = 15.84 \times 161,2 / 1000 \times 0.75 = 3,40 \text{ Kw}$$

Después de escogido las características del ventilador, se comprueba que este cumpla las siguientes condiciones:

$$Q_v = V_R$$

Donde V_R = Velocidad de rotación del ventilador

$$H_v = V_R^2$$

$$P = V_R^3$$

Para nuestro caso comprobamos.

$$V_R = 15.84 \text{ m/seg.} = 15.84 \text{ m/seg}$$

$$h_T = 251 \text{ Pascal} \quad 161,2 \text{ Pascal}$$

$$P = 3974 \text{ watt} = 3.97 \text{ Kw} \quad 3.78 \text{ Kw}$$

3.6 Carga y acarreo

La carga de las rocas se hará mediante paleadoras en los recortes o cortavetas, siendo de forma manual en la excavación del pozo. El acarreo de las vagonetas hacia las estaciones del pozo será de forma manual.



El traslado del mineral y el estéril se realizará en vagonetas que ascenderán por el pozo y en superficie descargarán en las tolvas ubicadas en la torre de extracción. Desde ahí el mineral será trasladado en camión hasta la planta de beneficio y el estéril a una escombrera ubicada a 100 m de la boca del pozo.

Calculo del proceso de carga y acarreo

Esta operación se realizará de forma mecanizada. Se utilizarán máquinas cargadoras con capacidad de la cuchara de 0.12 m^3 . Las vagonetas a utilizar tienen una capacidad de 0.5 m^3 , el traslado de las mismas será manual.

$$n = \frac{V_v * K_1}{V_c * K_2}$$

Donde:

n – cantidad de ciclo de carga por vagoneta

V_c – volumen de la cuchara de la máquina cargadora; m^3 .

K_2 – coeficiente de llenado de la cuchara (0.50 – 0.75)

V_v – volumen de la vagoneta; m^3 .

K_1 – coeficiente de llenado de la vagoneta (0.8 – 0.9)

$$n = \frac{0.5 * 0.85}{0.12 * 0.6} = 5.9 \text{ ciclos}$$

$$n = 6 \text{ ciclos}$$

$$n = 6 \text{ ciclos}$$

Tiempo para cargar una vagoneta:

$$t = n * t_1$$

Donde:

t_1 – duración media de un ciclo de carga; min.

$$t = 6 * 0.5 = 3 \text{ min.}$$

Duración de un ciclo de carga y traslado de vagonetas.

$$T = (t + t_v + t_c + t_2) * K$$

Donde:

t_v – Tiempo de viaje de la vagoneta vacía hasta el frente; 4 min.



t_c – Tiempo de viaje de la vagoneta cargada hacia la estación; 5 min.

t_2 – Tiempo para cambio de vagonetas; 1 min.

K – Coeficiente de irregularidad; 1.4

$T = (3+4+5+1) \times 1.4 = 18.2$ min

$T = 18$ min.

3.7 Cálculo de los pilares de techo de los frentes de arranque

Para el cálculo tomaremos la expresión de Protodiakonov que toma en cuenta que las fuerzas que actúan en el techo de la excavación, están ligadas al peso de la masa de rocas que yacen sobre ella, en forma de bóveda de derrumbe.

Presión sobre el pilar de techo.

$$P_{PT} = \frac{4}{3} a \times b \times \gamma$$

Donde:

γ : Peso Volumétrico del mineral 2.85 T/m^3

a : Semiancho de la excavación m

b : Altura de la bóveda de derrumbe m.

$b = a / f$

f : Fortaleza de la roca Según Protodiakonov.

$$B = 1.10 \text{ m} / 8 = 0.1375 \text{ m}$$

$$P_{PT} = 1.33 \times 1.10 \times 0.1375 \times 2.85$$

$$P_{PT} = 0.573 \text{ t/m}$$

Cálculo del momento flector máximo sobre el pilar de techo.

$$M_{f_{\max}} = \frac{5}{32} (P_{PT} \times 2a \times L) \quad L : \text{Longitud de la excavación m}$$

$$M_{f_{\max}} = 0.156 \times 0.573 \times 2.20 \times 40 = 7.87 \text{ T/m}$$

Cálculo momento de resistencia del, pilar de techo.

$$W = M_{f_{\max}} / \sqrt[3]{R_c}$$

Donde:

R_c : Resistencia a compresión de la roca 300 Kg/cm^2

c : Área del pilar $\text{m}^2 = 3.64 \text{ m}^2$

$$W = 7.87 / 7.0 = 1.10 \text{ m}^3$$

$$S_{p \text{ calculo}} = 6 W / c$$



$$S_{p \text{ calculo}} = 1.81 \text{ m}$$

Calculo del ancho del pilar según el buzamiento

$$S_P = \cos / 5 \times (2 a \times h) / f \times K_f$$

Donde:

cos: Angulo de buzamiento mineral grados

a: Ancho del frente de arranque m

h: Profundidad de yacencia de la excavación m.

f: Fortaleza de la roca según Protodiakonov.

K_f : Coeficiente de fortaleza de la roca y mineral = 1

$$S_P = \text{Cos } 70^0 / 5 \times 2(40) \times 60 / 8 \times 1$$

$$S_P = 1.67 \text{ m} = 2.00 \text{ m}$$

$S_P = S_{p \text{ calculo}}$ El pilar garantiza las solicitaciones de la presión minera.

3.8- Conformación de los niveles

La división del depósito Meloneras en niveles se realizará teniendo en cuenta los objetivos de la exploración geológica y la longitud inicial del pozo, proyectándose inicialmente dos niveles, posteriormente se excavarán y preparan 3 niveles más.

TABLA 9: Proyección de los nuevos niveles del depósito Meloneras.

Nivel actual	Nivel Proyectado	Cota del nivel (m)	Altura entre niveles (m)	Altura hasta la superficie. (m)
-	Nivel I	160	-	10
-	Nivel II	130	30	40

El nivel I es un nivel de ventilación y limita el pilar de seguridad de la superficie del terreno, que se deja para evitar derrumbes de la superficie una vez terminada la explotación del campo de minas. El nivel II se utilizara como nivel de exploración, realizando en él las cámaras de perforación y la preparación de los dos bloques de



explotación con carácter experimental, una vez que se concluya la exploración. El ancho de las estaciones será igual al del pozo de minas. Las intersecciones de ser necesario se fortificarán en una longitud de 6 – 8 m con fortificación de anclas de cuña y ranura y malla metálica.

TABLA 10: Consumo total de madera durante el proceso de explotación.

Concepto	Gasto unitario m³/ u	Cantidad	Total m³
Cuadro de pozo	0.709	40	28.36
Escaleras	0.05	10	0.5
Piqueras	0.19	8.0	1.52
Cuadro Galería	0.87	30	26.1
Correderas	0.087	80	6.96
Plataformas de descansos	0.025	12	0.3
		Total	63.74

3.9 Montaje de tuberías y cables

Las tuberías de aire, agua y los cables eléctricos, serán colocados en el compartimiento de escaleras de forma tal que no afecte el tránsito de personal. En las galerías principales de transporte se colocaran a 1.5 m de altura en el hastial derecho para el caso de los cables eléctricos las tuberías de aire y agua en el hastial izquierdo.



CAPÍTULO IV

SEGURIDAD MINERA

El reglamento de seguridad minera es el documento rector de esta actividad en nuestro país, por lo que el cumplimiento del mismo es obligatorio para toda la entidad minera. A continuación se exponen las cuestiones más generales de la seguridad minera.

4.1 - Medidas de seguridad

4.1.1 Apertura de la mina

El personal que trabajara en esta etapa será un personal calificado con experiencia en la actividad.

- El personal que labora en el interior del pozo estará protegido contra su caída accidental mediante su aseguramiento por medio de la utilización de arnés de seguridad FMR-451 it-273 y contra la caída de materiales, herramientas y otros objetos mediante una plataforma de seguridad.
- Al comienzo de cada ciclo o turno de trabajo se saneará y revisará los hastiales del pozo, así como el frente de trabajo.
- Después de cada disparo se prohíbe bajar al frente hasta que se cumpla el tiempo de ventilación (30 minutos).
- El disparo se hará desde la superficie.
- Cuando se realiza la profundización del pozo usando las mismas instalaciones de izaje usadas para la explotación, tiene que ser paralizados los trabajos de extracción.

4.1.2 Trabajos preparatorios de minería

- Las estaciones del pozo, galerías principales, secundarias, cortavetas y recortes estarán debidamente señalizadas con número de nivel, código de señales, guías telefónicas de la mina, etc.
- El acceso al interior del pozo estará protegido con puertas, las cuales abrirán hacia la estación.
- Se prohíbe el almacenamiento de materiales y equipos a menos de 4 metros del pozo, así como en las áreas de manipulación de vagonetas.



- Los contrapozos comenzaran en nichos aledaños a la galería de transporte.
- Durante el laboreo de los contrapozos se controlara en cada turno el estado de los techos, paredes, puntales y plataformas de trabajo.
- Los trabajadores y los equipos estarán asegurados contra posibles caídas medio de la utilización de arnés de seguridad FMR-451 it-273.
- Para el saneo del techo se utilizara la barreta con un largo de 1.5 m. Al realizar el saneo del techo, los mineros se ubicaran en la zona más limpia y segura.

4.1.3 Medidas generales de seguridad

- Todas las excavaciones mineras se ejecutaran según el proyecto de explotación de la mina.
- Se realizaran revisiones periódicas para controlar el estado de las excavaciones.
- Las excavaciones al atravesar zonas de posibles desprendimientos, intersección de fallas, etc., serán fortificadas.
- Toda persona que baje a la mina debe portar casco, botas de seguridad y lámpara portátil, además de otros medios de protección que requiera la actividad que va a desarrollar.
- El personal de la mina será instruido según el procedimiento de evacuación para casos de emergencia.

4.1.4 Plan de Liquidación de averías

En la interrupción de la marcha normal de un proceso productivo que conlleve daños o pérdidas materiales pudiendo poner en peligro la vida del hombre o el medio ambiente es necesario, por eso, crear un plan de liquidación de averías.

Estas averías se dividen en: primera categoría, y segunda categoría:

- Las averías de primera categoría son aquellas en que la magnitud de los daños provocados a la instalación es tal, que repercuten en la actividad productiva en general o en una de sus producciones principales.
- Las averías de segunda categoría son aquellas en que la magnitud de los daños, solo repercute en la actividad productiva de una sección o área.

El contenido mínimo que debe tener el plan es:



- Denominación de la avería y comisión técnica para investigarlas
- Desarrollo del contenido del plan
- Parte operativa del plan de Acción
- Acción del personal para minimizar los efectos del accidente, siendo el jefe del área como responsable de ejecutar cada acción
- Medidas para el salvamento del personal que se encuentra en la zona de la avería.
- Ubicación de los recursos para enfrentar y liquidar la avería.
- Plan de aviso que incluye a las instituciones y funcionarios a los que se les debe de avisar.

4.2- Análisis Medio Ambiental

El área en cuestión se caracteriza por no ser un lugar virgen en cuanto a trabajos relacionados con la minería. En otros tiempos aquí existió actividad minera y aún se encuentran trincheras, pozos de exploración, de explotación, laboreos construidos o perforados por investigadores que nos precedieron. En este coto minero, como era conocido antiguamente, también existió una planta beneficiadora del mineral que se extraía para la obtención del Oro por el método de Amalgamación con Mercurio (Hg).

4.2.1 Identificación de Impactos ambientales

Fase de Preparación:

- Mejoramiento de las vías de comunicación.
- Afectación a la fauna y la flora.
- Cambio en la morfología del terreno y el paisaje.
- Afectaciones del drenaje natural.
- Afectaciones al suelo por compactación.
- Contaminación del aire debido al mejoramiento de caminos, desbroce, escombreras y los medios de transporte.

Fases de Minería (apertura del pozo de mina) y Muestreo.

- Afectación a la fauna y la flora.
- Generación de residuales gaseosos, líquidos y sólidos



- Aporte de metales y otros elementos al suelo.
- Contaminación del aire debido a almacenamiento temporal de masa mineral, transporte.
- Aumento del nivel de ruido en la zona.

4.2.2 Medidas mitigadoras

1. Humificación de caminos para evitar la generación de polvo.
2. Cubrir las escombreras del material estéril con césped.
3. Ordenar el drenaje externo e interno de la obra.
4. Reforestación del área, con posibilidades de recuperar la superficie apta.
5. Realizar la explotación eficiente del transporte.

4.2.3 Plan de rehabilitación del medio alterado

La Rehabilitación de un terreno consiste en aplicar medidas que contribuyan a dar un valor de uso igual o superior al que tenía el terreno antes de la ejecución del proyecto de la obra o actividad, pero en este caso como se expresó en el acápite anterior la Exploración de explotación es la etapa que precede a la Explotación propiamente dicha, así que se mantienen las condiciones para la extracción del mineral ya estudiado, se tendrá presente en la elaboración del Proyecto Minero definitivo al concluir la exploración.

4.2.4 Plan de seguimiento y control. Presupuesto del medio ambiente

En la elaboración del Proyecto de Exploración ya aprobado se incluyeron volúmenes de muestreo de las aguas superficiales y subterráneas, suelo y sedimentos de fondo. El monitoreo de estos componentes del medio ambiente se planificara detalladamente de acuerdo al número de análisis y frecuencia de muestreo cuyo presupuesto se calculara definitivamente en el proyecto de Explotación.

4.3- Análisis económico

4.3.1 Costo de operación por actividades

Para la realización de los cálculos de los costos por actividades se utilizó el sistema de precios del PRECONS-II para la parte minera, construcción de viales y desmonte, las



tablas de cálculo de los costos por actividades pueden observarse en las siguientes tablas.

Tabla 11: Resumen de Gastos

Actividad	Valor en CUP	Valor en CUC	Total
<i>Construcción de caminos de acceso con bulldozer y desbroce</i>	18 345.69	23 147.41	41 493,1
<i>Labores Mineros Subterráneos</i>	775 753.06	507 795.00	1 283 548.06
<i>Topografía Subterránea</i>	12 893.71	1 922.17	14 815.88
Total	806 992,46	532 864,58	1 339 857,04

Tabla 12: Costo del equipamiento minero

EQUIPAMIENTO MINERO.				
No.	Denominación	Cantidad	Valor Unit.(cuc)	Valor Total(cuc)
1	<i>Torre de sobremina</i>	1	1672,89	1672,89
2	<i>Winche principal 1600/1224</i>	1	257,31	257,31
3	<i>Jaula de una vagoneta</i>	1	1000,00	1000,00
4	<i>Vagonetas (1.25 *0.56*1.21)</i>	8	1250,00	10000,00
5	<i>Máquina cargadora tipo Greifel</i>	1	200,00	200,00
6	<i>Compresor de aire</i>	1	25000,00	25000,00
7	<i>Planta Eléctrica</i>	1	83000,00	83000,00
8	<i>Máquina barrenadora horizontal</i>	3	5500,00	16500,00
9	<i>Martillos rompedores</i>	1	1555,00	1555,00
10	<i>Bomba centrífuga</i>	2	3600,00	7200,00
11	<i>Bomba neumática</i>	1	3600,00	3600,00
12	<i>Ventilador principal</i>	1	2642,41	2642,41
13	<i>Ventilador de avance</i>	2	770,00	1540,00
14	<i>Explosores</i>	1	900,00	900,00
15	<i>Tolva de 20 m³</i>	1	4800,00	4800,00
16	<i>Paleadoras</i>	2	500,00	1000,00
18	<i>Camioneta</i>	2	35000,00	70000,00
	TOTAL		171247,61	230867,61

Tabla 13: **Monto de inversión por actividades y Total.**

moneda	CUP	CUC	MT
Monto total de la inversión	296 779.04	362 283.93	659 062.97

Tabla 14: **Gastos de construcción**

CONSTRUCCIÓN Y MONTAJE, EXPLORACIÓN MELONERAS				
No.	Denominación	Valor (CUP)	Valor (CUC)	Valor Total
1	Edificio minero	3473,10	8103,90	11577,00
2	Edificio compresor y planta eléctrica	3473,55	8104,95	11578,50
3	Edificio winche	2255,40	5262,60	7518,00
4	Montaje torre, tolva y winche	15018,00	35042,00	50060,00
5	Const. y montaje eléctrico	8405,22	19612,18	28017,40
6	Reparación y traslado equipos	6000,00	14000,00	20000,00
7	Encofrado y Hormigonado Boca del Pozo	75494,22	29343,75	104837,97
8	Otros	11411,95	11946,94	23358,89
	TOTAL	125531,43	131416,32	256947,75



Los principales insumo durante estas operaciones se muestran en la siguiente tabla.

Tabla 15: Principales insumos.

MATERIALES, ENERGIA Y COMBUSTIBLE.						
No.	Denominación	UM	Indices de Consumo*	Consumo	Precio Unit.	Valor Total (MP)
1	Barras de perforación	u		13,00	41,28	536,64
2	Brocas de 42 mm (4 filos)	u		53,00	39,38	2086,88
3	Mangueras 3/4 "	m		150,00	5,82	873,00
4	Tuberías para ventilación PVC 4"	m		190,00	2,50	475,00
5	Tuberías y accesorios 3"	m		100,00	18,75	1875,00
6	Tuberías y accesorios 2"	m		200,00	10,77	2154,00
7	Tuberías y accesorios 1"	m		100,00	3,77	376,50
8	Explosivos (Senatel Magnafrac)	t		3,50	1994,00	6979,00
9	Detonadores eléctricos instantaneos	u		200,00	1,00	200,00
10	Detonadores no eléctricos microretardados	u		3500,00	1,46	5110,00
11	Cable Duplex	m		200,00	0,33	65,70
12	Madera rolliza	m ³		5,00	420,00	2100,00
13	Madera aserrada y procesada	m ³		40,00	547,05	21882,00
14	Grapas para Tuberías	u		30,00	0,06	1,80
15	Cabilla lisa (diámetro 20mm)	m		900,00	1,60	1440,00
16	Neumáticos	u		4,00	150,00	600,00
	SUBTOTAL MATERIALES					46755,52
19	Combustible	l		129787,00	0,70	90850,90
20	Grasas	kg		2595,74	1,70	4399,78
21	Lubricantes	l		5191,48	1,43	7397,86
	SUBTOTAL COMBUSTIBLES Y LUBRICANTES					102648,54
22	Otros, Imprevistos (10%)					14940,41
	TOTAL					164344,46

**MATERIALES, ENERGIA Y COMBUSTIBLE.**

No.	Denominación	UM	Indices de Consumo*	Consumo	Precio Unit.(\$	Valor Total (MP)
1	Barras de perforación	u		13,00	41,28	536,64
2	Brocas de 42 mm (4 filos)	u		53,00	39,38	2086,88
3	Mangueras ¾ "	m		150,00	5,82	873,00
4	Tuberías para ventilación PVC 4"	m		190,00	2,50	475,00
5	Tuberías y accesorios 3"	m		100,00	18,75	1875,00
6	Tuberías y accesorios 2"	m		200,00	10,77	2154,00
7	Tuberías y accesorios 1"	m		100,00	3,77	376,50
8	Explosivos (Senatel Magnafrac)	t		3,50	1994,00	6979,00
9	Detonadores eléctricos instantaneos	u		200,00	1,00	200,00
10	Detonadores no eléctricos microretardados	u		3500,00	1,46	5110,00
11	Cable Duplex	m		200,00	0,33	65,70
12	Madera rolliza	m3		5,00	420,00	2100,00
13	Madera aserrada y procesada	m3		40,00	547,05	21882,00
14	Grapas para Tuberías	u		30,00	0,06	1,80
15	Cabilla lisa (diámetro 20mm)	m		900,00	1,60	1440,00
16	Neumáticos	u		4,00	150,00	600,00
	SUBTOTAL MATERIALES					46755,52
19	Combustible	l		129787,00	0,70	90850,90
20	Grasas	kg		2595,74	1,70	4399,78
21	Lubricantes	l		5191,48	1,43	7397,86
	SUBTOTAL COMBUSTIBLES Y LUBRICANTES					102648,54
22	Otros, Imprevistos (10%)					14940,41
	TOTAL					164344,46

Los volúmenes de trabajo son los siguientes:

Laboreo minero ----- 462 m avance galerías, contrapozos, pozos y estaciones del pozo.

Laboreo Minero ----- 1634.22 m³

Perforación ----- 1099 m

Extracción Estimada ----- 8000 t

Tabla 16: Costo de laboreo y de explotación

Actividad	U/m	CUP	CUC	MT
Labores de Explotación	\$/ m ³	493.81	326.07	819.88
Labores de Extracción Bloques	\$/ t	100.87	66.60	167.47



CONCLUSIONES

1. Se diseñó el proyecto de explotación a través del cual se puede realizar la explotación del yacimiento Oro Melonera.
2. Se realizó un estudio de las características ingeniero-geológica de la región, las que nos permitieron elegir del método de apertura y el sistema de explotación a emplear en el yacimiento.
3. Se determinaron los parámetros que intervienen en las operaciones del sistema de explotación y se realizó la organización de las mismas.
4. Se realizó un estudio del impacto medio ambiental y se propusieron las medidas de mitigación; así como se realizó un análisis económico del proceso.



RECOMENDACIONES

1. Que se realice un estudio de la eficiencia del método de explotación propuesto y la posibilidad de empleo de la variante a cielo abierto.
2. Que este proyecto constituya el documento rector para realizar la explotación del yacimiento Oro Melonera.



BIBLIOGRAFÍA

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Bieniawski, 1998. Recomendaciones indicativas para excavación y el sostenimiento de túneles excavados en rocas.
2. Colectivo de autores: Proyecto prospección de Oro en la franja Meloneras-Oropesa de Cuba Central. Abril, 2012
3. Colectivo de autores: Proyecto minero de explotación Mina Oro descanso. Octubre, 2009.
4. López Jimeno, E et al.: Manual de perforación y voladuras de rocas. Instituto tecnológico geominero de España. Serie: tecnología y seguridad minera, Madrid, 1994.
5. López Jimeno, E et al.: Manual de perforación y voladuras de rocas. Instituto tecnológico geominero de España. Madrid, 2003.
6. Proaño Cadena, G.: Apuntes de curso para la asignatura de perforación y voladura, Escuela Superior Politécnica del Litoral.
7. ULAEX S.A. Unión Latinoamericana de Explosivos, S.A. Editorial SI-MAR S.A, Sevilla, 1999.