



Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa

Dr. Antonio Núñez Jiménez Facultad de Geología – Minas

Departamento de Minas

Trabajo de Diploma

En opción al título de Ingeniero en Minas

Título: *Propuesta de drenaje del yacimiento La Molina hasta la cota +68,00 m.*

Autor: *Idis Carmenate Calderón*

Tutores: *Dr. C. Ramón Polanco Almanza*

M.Sc. Ricardo Ricardo Ávila

Ing. Eliacio Guilarte Lorez

Curso

2014 – 2015

Año 57 de la Revolución

A low-angle photograph of Fidel Castro speaking, with his right hand raised in a gesture. He is wearing a dark suit and a blue tie. In the background, the white, tiered structure of the Temple of the Revolution is visible against a clear blue sky. The image has rounded corners on the top left.

PENSAMIENTO

“El futuro de nuestra patria tiene que ser necesariamente un futuro de ciencia, tiene que ser un futuro de hombres de pensamiento porque precisamente eso es lo que estamos sembrando, lo que estamos sembrando son oportunidades a la inteligencia”

Fidel Castro Ruz

DEDICATORIA

Este trabajo se lo dedico a mi mamá Zenaida y mi papá Austin por su sacrificio y el apoyo que me brindaron durante los 5 años de la carrera, a pesar de la distancia. A mis abuelos Martha y Papo que siempre estuvieron pendientes de mi formación y a todos los familiares que me dieron apoyo cuando más lo necesité.

AGRADECIMIENTO

A mi mamá y mi papá que lo dieron todo para que hoy yo estuviera escribiendo estas líneas.

A mis abuelos por darme fuerza para terminar la carrera.

A mi tía Deisy que siempre me aconsejo para salir adelante.

A mis tías Sonia y Noida que siempre estuvieron pendiente de mí.

A mi prima linda Yaneisy la cual me dio fuerzas para culminar mi carrera.

A mi hermano Osvel que siempre me apoyo y me dijo que tenía que sacrificarme.

A mi prima Yaineris por estar pendiente de mí a pesar de la distancia y aconsejarme tantas veces.

A mi tío El Niño que siempre estuvo preocupado por mí.

A mi novio Yanmichel al que le agradezco todo su apoyo y paciencia durante estos 5 años.

A mis suegros y a Elio que me apoyaron durante la carrera.

A Enna, Jorge y Anita por acogerme en su casa como familia.

A mis amiguitas Yainelis y Dailena que nunca permitieron que me sintiese sola les agradezco todos sus consejos.

A Tay que siempre me dijo que tenía que sacrificarme y terminar la carrera.

A mi vecina Gladis que gracias a ella llegué a la Universidad.

A Yaneivis, Henry y los topógrafos de la Empresa de Canteras que me apoyaron durante mi estancia allí.

A la profesora Che Viera que siempre me aconsejó y me dio fuerzas para continuar la carrera.

A mis tutores les agradezco por su ayuda y colaboración.

A mis compañeros de aula que de alguna forma me dieron fuerza durante estos 5 años.

A la Revolución Cubana por darme la oportunidad de estudiar.

A dios quiero agradecerle por estar a mi lado siempre

Quiero además agradecerle a todos aquellos que de alguna forma me ayudaron.

RESUMEN

La empresa de Canteras se dedica a la explotación de yacimientos de materiales para la construcción, produce áridos y productos blancos que contribuyen a la economía del país. Dentro de sus concesiones se encuentra el yacimiento “La Molina”, principal suministrador de áridos para el proyecto de expansión del puerto del Mariel.

Esta investigación se realizó con el objetivo de proponer un sistema de drenaje hasta la cota + 68,00 m para el yacimiento La Molina, se analizaron los sistemas de drenaje empleados en la minería a cielo abierto, se realizó una caracterización general del yacimiento, se diseñaron dos canales de drenaje, y se realizó el cálculo el equipamiento necesario para cada una de las variantes y su costo de implementación.

SUMARY

Canteras Company dedicated to the exploitation of deposits of building materials, aggregates and produces private label products that contribute to the economy. Within their concessions is the site "La Molina "main supplier of aggregates for the expansion project of the Mariel port.

This research was conducted with the aim of proposing a drainage system to coordinate + 68,00 m for the reservoir La Molina , drainage systems employees were analyzed in open pit mining, a general characterization of the deposit was made, they designed two drainage channels, and calculation required for each of the equipment variants and the cost of implementation was done.

ÍNDICE

INTRODUCCIÓN.....	1
CAPÍTULO I: SISTEMAS DE DRENAJE UTILIZADOS EN LA MINERÍA A CIELO ABIERTO	3
I.1. Actualidad del tema	3
I.2. Estudio de drenaje en las explotaciones mineras	3
I.3. Técnicas de drenaje.....	4
I.4. Sistemas de drenajes exteriores a la explotación	5
I.5. Sistemas de drenajes interiores	8
I.6. Criterios hidrológicos	12
CAPÍTULO II. CARACTERIZACIÓN GENERAL DE LA EMPRESA Y EL YACIMIENTO	14
II.1. Características de la Empresa de Canteras	14
II.2. Trabajos realizados en el yacimiento La Molina	14
II.4. Ubicación geográfica del yacimiento	15
II.5. Geología	17
II.6. Tectónica	22
II.7. Relieve.....	22
II.8. Condiciones climáticas	22
II.9. Vegetación, flora y fauna	22
II.10. Hidrogeología	23
II.11. Características económicas de la región.....	23
II.12. Suministro de energía eléctrica y agua	24
II.13. Características físico-mecánicas de las rocas.....	24
II.14. Estimado de Recursos por categorías	24
CAPÍTULO III: LABORES MINERAS Y DISEÑO DE LAS VARIANTES DE DRENAJE	26
III.1. Condiciones actuales del yacimiento	26
III.2. Dimensionamiento del canal de drenaje	29
III.3. Diseño de las dos variantes de drenaje.....	31
III.5. Cálculo del Equipamiento	36
III.6. Perforación y voladura	54
CAPÍTULO IV: VALORACIÓN ECONÓMICA.....	61
IV.1. Categorización de los gastos.....	61
IV.2. Gastos para la variante de profundización	61

IV.3. Gastos directos generales	66
IV.4. Gastos indirectos de la variante de profundización	66
IV.5. Gastos totales de la variante de profundización	66
IV.6. Costo de la variante de profundización por m ³	66
IV.7. Gastos del canal al norte.....	67
IV.8. Gastos indirectos de la variante al norte del yacimiento	72
IV.9. Gastos totales de la variante al norte del yacimiento	72
IV.10. Costo de la variante al norte del yacimiento por m ³	72
CAPÍTULO V PROTECCIÓN E HIGIENE DEL TRABAJO	73
V.1. Medidas de seguridad para la Cantera	73
V.2. Medidas generales de seguridad del trabajo.....	73
V.3. Obras de protección y medidas para evitar que los camiones salgan de la vía....	74
V.4. Medidas de seguridad para el trabajo con las retroexcavadoras y cargadores	75
V.5. Medidas de seguridad para el trabajo con explosivos.....	75
CONCLUSIONES	77
RECOMENDACIONES.....	78
BIBLIOGRAFÍA.....	79
ANEXOS	80

INTRODUCCIÓN

El sistema de drenaje de una mina a cielo abierto tiene como objetivo facilitar la recolección, desplazamiento y separación final de las aguas de escurrimiento superficial de modo que se puedan garantizar las condiciones apropiadas para las operaciones mineras en la cantera, garantizar la integridad de los terrenos y conservar las características de los cuerpos de agua receptores además del control de la erosión, la minimización de la colmatación y la manutención de la calidad física y química de los cuerpos de agua receptores. Este debe ser capaz de funcionar satisfactoriamente todo el año, particularmente durante los períodos de lluvias intensas.

El presente trabajo está enfocado en garantizar el drenaje hasta la cota +68,00 m en el yacimiento “La Molina” el cual forma parte del grupo de yacimientos concesionados a la Empresa de Canteras en La Habana.

Actualmente para el drenaje de la cantera se utiliza un canal construido hacia el noreste del yacimiento partiendo de la cota +80,0 m, que no es funcional para la explotación de los niveles inferiores que requieren la implementación de un nuevo sistema o proceder al bombeo mecanizado del agua superficial.

Los recursos medidos al cierre de diciembre 2014 y diseño final hasta la cota +80.0 m ascienden a 1.251.244,00 m³ y los recursos indicados alcanzan los 469.389,00 m³, volumen que garantiza aproximadamente 3 años de explotación utilizando el sistema de drenaje actual. Debido a la alta demanda de áridos que requieren las inversiones que se desarrollan en el puerto de Mariel se debe incrementar la profundidad de la cantera e implementar un nuevo sistema de drenaje hasta la cota + 68,00 m en el yacimiento “La Molina” para incrementar las reservas disponibles y asegurar materiales para la construcción a partir del año 2018, convirtiéndose este aspecto en **el problema** de la actual investigación.

El objeto de la investigación lo constituye el sistema de drenaje en la minería a cielo abierto.

Campo de acción: Yacimiento “La Molina”.

El Objetivo del trabajo consiste en diseñar un sistema de drenaje para evacuar las aguas que fluyen durante la explotación del yacimiento “La Molina” a partir de la cota +80,00 m.

Objetivos específicos:

- Analizar los sistemas de drenaje utilizados en la minería a cielo abierto.
- Evaluar las condiciones de explotación de la cantera la Molina.
- Seleccionar un sistema de drenaje para el yacimiento “La Molina”
- Calcular los parámetros del sistema de drenaje propuesto para el yacimiento “La Molina”.
- Determinar el costo de implementación del sistema de drenaje para el yacimiento “La Molina”.

Hipótesis: La selección correcta del sistema de drenaje del yacimiento “La Molina” permitirá la explotación eficiente de las reservas minerales ubicadas por debajo de la cota +80,0 m.

CAPÍTULO I: SISTEMAS DE DRENAJE UTILIZADOS EN LA MINERÍA A CIELO ABIERTO

I.1. Actualidad del tema

Herrera (2007), considera que la explotación minera en comparación con las actividades industriales y agrícolas no es gran consumidora de agua, muchas veces el problema es el inverso y es preciso drenar el agua no deseada. Para ello es necesario que las soluciones estén fundamentadas en estudios hidrogeológicos e hidrológicos suficientemente detallados, desarrollados desde el propio inicio del proyecto y destinados a permitir la gestión racional de la presencia de agua.

Joseph (2012), hace plantea que las zanjas o canales de desagüe se construyen con el fin de canalizar las aguas pluviales, escurrimientos superficiales o subterráneos y que al no canalizarse pueden afectar las labores mineras. Además de que estas zanjas o canales pueden tener 1 m de ancho por una profundidad de 50 cm, lo cual dependerá de las condiciones de drenaje de la zona.

I.2. Estudio de drenaje en las explotaciones mineras

Fernández (1994), plantea que la evacuación de las aguas o desagüe de la mina ha sido siempre uno de los retos fundamentales en la mayoría de las operaciones mineras, con volúmenes de agua drenada que pueden superar los 3.200 l/s en determinados casos y que los sistemas de drenaje pueden dividirse en dos grupos fundamentales:

- Drenajes de minas a cielo abierto.
- Drenajes de acuíferos no consolidados y de medios fisurados o carstificados.

Herrera (2007), explica que las afectaciones hidrogeológicas e hidrológicas debidas a las actividades de desagüe y drenaje de la mina serán de larga duración, debido a que los trabajos se deben iniciar dos o tres años antes del comienzo de la explotación por lo que las aguas que afectan el desarrollo de las labores mineras y deben ser drenadas tienen distintas procedencias:

- Aguas pluviales que precipitan directamente a la excavación.
- Aguas de escorrentía superficial no desviadas que entran en el perímetro de la excavación.
- Aguas subterráneas que se filtran en forma de manantial al profundizar la excavación.

Sánchez (2006), revela que el conjunto de afectaciones exigen disponer desde el inicio del proyecto un exhaustivo estudio hidrogeológico previo, en el que se identifique y caracterice detalladamente toda el área de funcionamiento y de afectación hidrogeológico de la zona a explotar y permita plantear un modelo conceptual de funcionamiento. Posteriormente, permitirá el desarrollo de un modelo de flujo que incluya la simulación de una serie de alternativas de drenaje hasta llegar finalmente, a la elección y el diseño del sistema de drenaje que se considere más conveniente.

I.3. Técnicas de drenaje

Sánchez (2006), considera que los canales de drenaje deben transportar las aguas a una velocidad suficiente para que los sedimentos no se depositen en ella y que cada sistema de desagüe debe ser el adecuado para las condiciones de cada mina.

Urbina (2007), plantea que para poder diseñar un sistema de drenaje adecuado y eficaz debe disponerse de una investigación previa climatológica, geológica, hidrológica e hidrogeológica que aporte la información necesaria sobre las características del terreno a drenar, así como de los volúmenes de agua que se prevé extraer y su distribución espacial y temporal.

Características que deben poseer los sistemas de drenajes en una explotación minera:

- Anticiparse en tiempo y espacio al inicio de las actividades propias de la explotación minera.
- Mantenerse en el tiempo durante todo el plazo de explotación de la mina.

- Deben ser de un alcance espacial considerable, por lo que influyen en el balance hídrico del área de efección y en su funcionamiento hidrogeológico.

I.4. Sistemas de drenajes exteriores a la explotación

De los sistemas de desagüe contruidos de forma periférica a la explotación, se pueden destacar por su diseño, construcción, larga vida y duradera tres sistemas:

- Desvió de cauces.
- Perforación de pozos de bombeo exteriores.
- Excavación de galerías de drenaje.

I.4.1. Desvío de cauces

Una de las primeras medidas en adoptar consiste en el desvío de los cauces que circulan próximos o sobre el área de la explotación y en la canalización de las aguas de escorrentía hasta su vertido en puntos alejados de la mina.

Cuando existen ríos, lagos y pantanos en el área que pueden ser causa o al menos contribuir a la formación de aguas subterráneas, este término se comprobará mediante la adición de elementos traza químicos o colorantes en los puntos de origen y posterior contraste con las concentraciones de las aguas colectadas en los sondeos de bombeo o interior de la mina.

Generalmente las obras de desvío y canalización de los cauces principales están constituidas por zanjas o canales abiertos en la superficie, estando revestidos o no según las condiciones de circulación. Cuando la topografía no permite este tipo de construcciones puede adoptarse la solución de túneles o galerías de drenaje, aunque dado su alto costo y tiempo de realización, no son frecuentes al menos en las explotaciones pequeñas o medianas, como es el caso del yacimiento “la Molina”

Cuando no es posible una canalización por gravedad, puede recurrirse al bombeo de las aguas desde las zonas de embalse hasta los canales perimetrales, o bien a los antiguos huecos de otras explotaciones.

I.4.2. Perforación de pozos de bombeo exteriores

Esta solución es viable cuando la permeabilidad es suficientemente alta, se basa en la perforación alrededor del perímetro de la explotación de una serie de pozos con profundidad ligeramente superior a la profundidad de explotación, para mantener el nivel freático por debajo del fondo de la explotación.

Las principales ventajas radican en que el nivel freático sufre un retroceso por detrás de los taludes y pisos de explotación, reduciendo los problemas de estabilidad, agua en los taladros de la voladura, además ni los pozos ni la infraestructura de conducción de aguas bombeadas interfieren en las labores de explotación, estos son permanentes y nunca varían posición, no estando sometidos a los posibles daños derivados de las voladuras o del transporte. La principal desventaja consiste en el elevado costo de ejecución y operaciones.

Las profundidades alcanzadas por los sondeos de drenaje oscilan entre los 150 y 200 m, con diámetros entre 200 y 800 mm, dependiendo de los caudales, características de las bombas y necesidad de filtros, correspondiendo el menor diámetro a los casos más favorables y el mayor a los más desfavorables.

Según las características de resistencia del macizo rocoso, los sondeos o pozos se realizarán con equipos convencionales de perforación rotativa en roca, o bien con equipos especiales en los terrenos poco consolidados. En función de los materiales y condiciones geológicas, los pozos serán entubados (encamisados) y provistos de rejillas y filtros de gravilla y arena.

El mayor coste de instalación de los sondeos en los terrenos poco consolidados es frecuentemente compensado por los mayores caudales de bombeo y mayores radios de influencia del nivel freático deprimido.

Una vez determinados los parámetros hidrológicos característicos de los acuíferos, como la transmisividad y el coeficiente de almacenamiento, se procede a definir:

- El número de pozos o sondeos que han de ubicarse en la explotación.
- Las depresiones que se conseguirán en los pozos de bombeo.
- Los tipos de bombas, tuberías y las profundidades de su instalación.

El rendimiento de cada pozo se evalúa periódicamente y se estima en el futuro mediante una extrapolación logarítmica, esta vigilancia es necesaria debido a que el rendimiento de los pozos varía radicalmente con el tiempo.

I.4.3. Excavación de galerías de drenaje

Herrera (2007), expone que se trata de un sistema muy efectivo, pero de gran coste económico. Su utilización es viable tanto para el drenaje de cortas (minas a cielo abierto profundas) como para el caso de taludes de gran altura y en situaciones realmente críticas y problemáticas, donde no funcionan otros tipos de sistemas de drenaje. Es una técnica poco frecuente en pequeñas minas, pero habitual en aquellas explotaciones que tuvieron anteriormente minas de interior de las que se aprovechan las cámaras y galerías transversales para drenar la mina a cielo abierto posterior.

Consiste en la apertura de labores de avance en galería en el interior del macizo que se desea drenar, normalmente con disposición paralela al talud, por debajo de la posible superficie de la explotación y a bastante distancia de la superficie del mismo. Normalmente, se suelen practicar una serie de taladros en abanico en la corona de las galerías con objetivo de cortar los posibles niveles impermeables o acceder a las zonas de mayor permeabilidad.

Sus principales ventajas radican en:

- Gran capacidad de drenaje, su gran sección transversal permite una favorable conexión hidráulica con el medio saturado a drenar.
- Son apropiadas para actuaciones diseñadas a largo plazo, el drenaje se produce por gravedad y sin necesidad de impulsión mecánica.
- Menores servidumbres por desgaste y por labores de mantenimiento y reposición de componentes y equipos.

- No interfieren en las operaciones mineras, al estar construidas a gran profundidad y con bocas de entradas laterales.
- La particularidad de su emplazamiento profundo hace que presenten ventajas respecto a otros sistemas de desagüe en explotaciones mineras ubicadas en zonas de clima extremo.
- Suelen ser eficaces en materiales con mayor permeabilidad en sentido vertical que en horizontal, como es el caso de los macizos rocosos con predominio de diaclasado vertical.
- Si se construyen por debajo de superficies de inestabilidad y se complementan con la instalación de taladros desde la galería y hacia la dirección de la posible superficie de deslizamiento también pueden ser muy efectivas.

Dentro de los inconvenientes que presenta se pueden destacar los siguientes:

- Menor eficacia en formaciones con permeabilidad horizontal superior a la vertical, requiriendo de la perforación de drenes verticales que faciliten y aumenten el drenaje vertical.
- Menor eficacia en formaciones heterogéneas y con frecuentes variaciones espaciales de permeabilidad, así como en macizos rocosos con una gran separación entre las discontinuidades. En estos casos, deben instalarse también drenajes complementarios, cuya dirección deben ser lo más perpendicular posible a las discontinuidades existentes.

I.5. Sistemas de drenajes interiores

Herrera (2007), comenta que estos sistemas se implantan cuando tanto las aguas de escorrentía superficial como las subterráneas, no pueden ser interceptadas y controladas eficientemente por los sistemas exteriores, o cuando es necesario dirigir las aguas fuera de la explotación. Los desagües interiores más comunes son:

- Inclinación de las bermas y el fondo de la cantera.
- Construcción de sistemas de zanjas y cunetas.

- Construcción de zanjas con relleno drenante.
- Construcción de balsas y pozos colectores.
- Perforación de sondeos horizontales.
- Perforación de pozos interiores de bombeo.
- Inundaciones locales.
- Sondeos superficiales.

I.5.1. Inclinação de las bermas y el fondo de cantera

En las minas que se encuentran en montañas o laderas con desagüe natural, es frecuente dar al fondo de la explotación y a los pisos de las bermas una ligera pendiente de 1-2 % para conducir el agua a lugares apropiados y evitar que permanezca en la explotación. En otros tipos de explotación el diseño de bermas y fondos con una ligera pendiente puede favorecer la acumulación de aguas para conducirla hacia el último banco de la cantera durante el periodo de lluvias y servir posteriormente como almacén para las aguas de riego.

I.5.2. Construcción de sistemas de zanjas y cunetas

Para canalizar las aguas y dirigirlas a una dirección específica, puede construirse un sistema de zanjas y canales colectores. Las zanjas interiores abiertas en la parte interior de las bermas a modo de cunetas, deberán impermeabilizarse con el fin de evitar la infiltración y por tanto la recarga de los macizos.

I.5.3. Construcción de zanjas con relleno

Las zanjas pueden rellenarse con materiales granulares drenantes y ser cubiertas para permitir la circulación de vehículos de transporte sobre ellas. Para el relleno se coloca una membrana porosa rodeando al material granulado que sirve para evitar el cegamiento y la obturación de dichas zanjas por la materia arrastrada por las aguas. Existen dos tipos principales de zanjan con relleno drenante:

- Zanjas de talud. Se construyen siguiendo la línea de máxima pendiente del talud, son muy eficaces en los casos en los que se

presentan estratos duros y blandos alternantes, de escaso espesor y dispuestos de forma paralela del talud.

- Zanjas horizontales. Se construyen paralelas al talud y al pie del mismo. Suelen ser muy eficaces en el caso de estratos horizontales y de diferente permeabilidad, siempre y cuando las zanjas alcancen un estrato permeable.

I.5.4. Balsas y pozos colectores

Teniendo en cuenta que las aguas de escorrentía arrastran materiales como el barro procedente de mezclas con agua y polvo producido en la explotación, sus dimensiones dependerán de la capacidad deseada y tamaño del equipo de bombeo. Es práctica común en muchas minas aprovechar la apertura de un nuevo banco por debajo del último en operación, como balsa o pozo colector.

I.5.5. Perforación de sondeos horizontales

El método de los taladros horizontales es ampliamente utilizado en minería, aunque se le aplique un calificativo de horizontales, lo usual es que tengan de 2 a 5° de inclinación en dirección a la boca, con el fin de facilitar la descarga del agua por gravedad. Los diámetros más frecuentes oscilan entre los 6 y 15 cm, llegando en ocasiones a ser muy superiores.

Este sistema presenta las siguientes ventajas:

- Facilidad, sencillez y rapidez de instalación si se dispone de perforadoras adecuadas.
- Son fijos y sin ninguna parte móvil.
- Produce el drenaje por gravedad y no requiere de energía.
- Es un sistema flexible y fácil de adaptación a las condiciones geológicas que vayan apareciendo.
- Tiene una gran duración y es más barato que otros sistemas.
- Requieren escaso mantenimiento.

Principales inconvenientes:

- Presentan un área de influencia y de efectividad relativamente limitada y, en cualquier caso, siempre menor que la de otros sistemas de drenaje profundo.
- Su perforación debe ser posterior a la de la construcción del talud, por lo que no pueden aplicarse con carácter anticipativo en el espacio y en el tiempo a la finalización de los taludes.

I.5.6. Perforación de sondeos horizontales

Estos pozos son similares a los descritos en el acápite de desagüe exterior, con la única diferencia de su localización dentro de los límites de explotación. Se perforan desde la superficie superior del talud o desde el mismo talud y extraen el agua mediante bombeo con bombas sumergibles emplazadas en la parte inferior de los pozos y consiguen el rebajamiento del nivel freático en las proximidades del talud.

Este método reduce las profundidades de los pozos y consiguientemente las alturas de elevación así como los costes de instalación y energía. Por el contrario, las desventajas que presenta son que el nivel freático no puede ser deprimido con intensidad por detrás de los taludes existentes.

I.5.7. Inundaciones locales

Las aguas que producen inundaciones locales encharcando los fondos de canteras y pistas de acceso son origen de numerosos problemas en los cables de alimentación, motores eléctricos de los camiones, abrasión en neumáticos y trenes de rodaje.

En estas circunstancias, debe disponerse de bombas portátiles accionadas por un motor de gasolina o diesel y tuberías flexibles para bombear esos pequeños volúmenes de agua hasta las zanjias o balsas colectoras. La principal ventaja de estos equipos es que son portátiles y pueden instalarse y poner en operación rápidamente.

I.5.8. Sondeos superficiales

Estos son utilizados para facilitar la perforación y voladura de una zona o el drenaje de un banco o área puntual que va a ser excavada, se realizan con

los propios equipos empleados en la perforación de las voladuras y suelen tener unas profundidades equivalentes a uno o dos bancos.

Dado que su vida está limitada por el tiempo que dura la voladura o la excavación de la zona, no es frecuente su entubación.

El ciclo de despegue comienza descendiendo la bomba al fondo del taladro para lo cual se dispone de una polea en el extremo de un brazo. Una vez finalizado el desagüe, el operador percibe una señal, procediendo seguidamente a la elevación del conjunto.

I.6. Criterios hidrológicos

Sánchez (2006), considera que para un determinado lugar de la superficie de la Tierra, el régimen de lluvias se determina por una serie de factores de grande o pequeña escala, a partir de la circulación de las grandes masas de aire en escala planetaria hasta factores topográficos como la existencia de barreras a la circulación local de las masas de aire húmedo.

Las lluvias se distribuyen desigualmente en el espacio y en el tiempo. Inclusive en una pequeña cuenca hidrográfica puede haber variaciones significativas de los totales anuales de lluvia, en función de factores de orden local.

En climas tropicales es común medirse lluvias concentradas, digamos de 200 mm en 24 horas o inclusive de 100 mm en una hora. La cantidad de lluvia por unidad de tiempo (mm/h) es llamada intensidad pluviométrica y es el parámetro empleado en el dimensionamiento. Las intensidades pluviométricas son tomadas a través de medidas sistemáticas y periódicas en los puestos pluviométricos.

Al estudiarse el proyecto de una nueva cantera raramente se dispone de informaciones pluviométricas para el lugar específico, siendo necesario extrapolar datos de otros puestos pluviométricos.

La selección del sistema de drenaje depende de los siguientes factores:

- Geología e hidrogeología del área de explotación.

- Objetivos del desagüe y su aprovechamiento.
- Estudio de los costes.

CAPÍTULO II. CARACTERIZACIÓN GENERAL DE LA EMPRESA Y EL YACIMIENTO

II.1. Características de la Empresa de Canteras

Para sus producciones la empresa Cantera Habana cuenta con varias Unidades Empresariales de Base (UEB) radicadas en, San José de las Lajas, Guanabacoa, Marianao, Caimito, Unión de Reyes y en el Mariel además de una UEB de servicios técnicos como apoyo a la producción en Cuatro Caminos, municipio Cotorro.

Una de las UEB más productivas actualmente es la Cantera Mariel. La explotación del Yacimiento de caliza La Molina en Mariel se inició en 1989 y fue paralizada temporalmente en el año 1993 debido a las dificultades surgidas por el derrumbe del campo socialista relacionadas con el suministro de varios recursos vitales para la realización de la actividad minera como el combustible, la energía eléctrica, agua y explosivos, . Las labores de extracción se reanudaron en noviembre de 2011 constituyendo sus reservas el principal suministro de árido para el megaproyecto del Mariel.

El puerto del Mariel se ubica a 45 kilómetros al oeste de La Habana, es el mayor puerto de la costa norte de Cuba y actualmente se encuentra en proceso de ampliación, este implica la construcción de 700 metros de muelle, al que podrán acceder barcos de hasta esta unidad debe ser en el Sistema Internacional (m). Además se debe precisar de calado. Paralelamente se están desarrollando proyectos de infraestructuras en carreteras y red ferroviaria en torno al proyecto Mariel.

II.2. Trabajos realizados en el yacimiento La Molina

En 1986 se realizaron trabajos topográficos en la zona por la Empresa de Geología de Pinar del Río de escala 1:2.000 de los cuales se obtuvieron planos que sirvieron de ayuda para trabajos posteriores de la empresa.

En 1889 se realizó un levantamiento geológico por parte de la expedición geológica de Pinar del Río, una vez delimitada el área del afloramiento

olistolito y evaluado el yacimiento como grupo III por su alta complejidad se optó implementar una red de exploración geológica de 50 x 75 m.

En el año 1991 se estimó un volumen de recursos de 7,5 millones de m³ en categoría C₁ según la clasificación de reservas vigentes en aquel momento, (en la actualidad se denominan Indicadas), y según los resultados del último Balance de Reservas, se redujeron a 7,3 millones luego de 3 años de extracción.

Dada la necesidad de áridos para la construcción de nuevas inversiones, principalmente en la ampliación y otras obras en el puerto de Mariel, se hace necesaria la reapertura del yacimiento La Molina, para ello se le dio la tarea a la Empresa de Servicios Minero Geológico (EXPLOMAT) en 2011 de actualizar la situación del yacimiento con ese fin.

Se hizo una revisión de toda la documentación geológica y minera existente; Informe de Exploración Orientativa y Detallada realizado por la Empresa de Geología del MINBAS en aquel momento, Informe Geológico sobre la Exploración de Reevaluación del yacimiento La Molina, emitido en el año 1990 por la Empresa Geologo-minera del entonces Ministerio de la Industria de Materiales de la Construcción, así como la última información del Balance Anual de Recursos y Reservas que databa del año 1993.

En el año 2014 CEPRONIQUEL realizó la ingeniería de detalles para la Actualización del Proyecto de Explotación Minera del yacimiento no metálico, “La Molina”, un proyecto que comprendió la explotación de las reservas probadas e incluyó en su contenido pasaporte de perforación y voladuras, cálculo de equipamiento minero, costos de operación, diseño y planificación. En este proyecto se planificó la extracción hasta el nivel +80 m, donde actualmente se está realizando la explotación.

II.4.Ubicación geográfica del yacimiento

El yacimiento La Molina se encuentra ubicado en la parte sur de la vía Mariel – Playa Salado, entre la carretera de Machurucuto y la Autopista Nacional Habana – Pinar del Río, en la finca llamada La Molina a una distancia de 4 km del pueblo de Mariel y a 7 km del pueblo de Guanajay. Ver anexos 1 y 2.



Figura 1: Ubicación Geográfica del yacimiento La Molina

En el yacimiento se encuentran montañas bajas aplanadas, ligeramente diseccionadas con elevaciones entre 80-115 msnm) con manifestaciones cársticas en casi toda la superficie. Se localiza en la plancheta topográfica (3.684 - I) escala 1:50.000, cuyas coordenadas planas rectangulares del sistema Lambert Cuba Norte son:

X = 322.500 X = 322.400
Y = 349.300 Y = 350.500

Tabla1: Coordenadas Nacionales Lambert de la concesión.

Vértices	Norte	Este
1	349.239,98	323.100,08
2	349.340,11	323.110,05
3	349.410,03	323.150,02
4	349.540,03	323.150,00
5	349.560,02	323.490,12
6	349.830,10	323.580,06
7	349.979,93	324.140,18

Vértices	Norte	Este
8	349.909,91	324.160,17
9	349.899,99	324.290,01
10	350.189,98	324.290,02
11	350.190,06	324.069,95
12	350.229,97	324.069,95
13	350.319,97	324.129,82
14	350.260,03	324.310,04
15	349.909,97	324.690,03
16	349.840,08	324.889,40
17	349.200,02	324.810,03
18	349.200,30	324.399,91
19	349.416,81	323.992,01
20	349.360,09	323.690,02
21	349.338,99	323.199,91

II.5.Geología

Según el Informe sobre la reevaluación de calizas para áridos para la construcción del yacimiento La Molina de 1991, se demostró que estos recursos presentan una complejidad de explotación alta, debido a la variabilidad de sus parámetros como son las potencias de destape, intercalaciones y potencia útil.

El yacimiento La Molina se caracteriza por ser muy complejo en su estructura, pues el mismo constituye un Olistostroma (grandes bloques de roca dura, en este caso calizas, mezclados con material terrígeno (arcillas, arenas arcillosas, etc.)), lo cual hace muy difícil su geometrización y produce cierto grado de incertidumbre durante la extracción, por esta razón en ocasiones pueden aparecer capas de estéril que deben ser extraídas para poder continuar la explotación.

Las calizas desde el punto de vista petrográfico aparecen en una gama larga de variedades, estas se relacionaron de la siguiente manera:

- Calizas micro-cristalinas (Grupo I y III).
- Calizas Pelitomórficas (Grupo IV).
- Calizas órgano-detriticas (Grupo II, VII y VIII).
- Pizarras y esquistos arcillosos y calcáreas (Grupo V y VI)

A continuación se describen los grupos litológicos de calizas del yacimiento:

Calizas criptocristalinas – arcillosas organógenas de color gris crema

Estas rocas se observan compactas masivas, a pesar del carácter venoso de la textura por la distribución de numerosas vetillas. La estructura criptocristalina independientemente de la mezcla de la arcilla, demuestran la masividad de la roca. La composición fundamental es de más de un 90% de agregado criptocristalino de carbonato de calcio mezclado con material arcilloso muy fino, todo esto le otorga un aspecto pelitomórfico.

Según la distribución y correlación de unas vetillas respecto a otras se puede suponer que al menos tuvieron lugar tres generaciones de agrietamiento. Estas vetillas y grietas rellenas por calcita microgranular y sustancia bituminosa a veces forman estilolitos de 3-4 mm de amplitud al parecer epigenéticos.

Calizas órgano-fragmentaria y de detriticas recrystalizadas de color gris claro

Poseen una estructura organógeno-fragmentaria de granulometría de fina a media y textura masiva, tienen aspecto biocalcarenitico por la abundancia de restos orgánicos y fragmentos de rocas de formas redondeadas y semiredondeadas.

Se compones en general de un 60-65% de restos fósiles recrystalizados con material pelítico subordinado, de 0,05-0,1 mm de tamaño, representado por fragmentos de conchas de moluscos, espinas de erizos, de algas

micritizadas lo que ha provocado que los organismos aparezcan como relictos orgánicos.

Se observan numerosos fragmentos de cristales detríticos de cuarzo, plagioclasas, mica de formas angulosas y escamosas con tamaño de 0,1-0,2 mm. Las grietas y vetillas se encuentran rellenas por calcita secundaria en ocasiones los granos forman mosaicos, en ocasiones se observan impregnaciones ferrosas secundarias que se han impregnado a través de las grietas.

Calizas criptomicrogranular, arcillosas y arcillo-carbonosas a veces bandeadas, de color gris oscuro hasta pardo, masiva con elementos de laminación.

Este tipo litológico se compone de más de 90% de carbonato de calcio en agregado criptomicrogranular a veces con elementos finos organógenos dispersos y muy escasos.

Dentro de este grupo las rocas bandeadas lo manifiestan por la distribución y concentración paralela de manera desigual en la masa rocosa, del material bituminoso, presentan materia orgánica carbonosa asociada también en forma de polvillo fino negro diseminado.

Las rocas de aspecto laminar presentan una orientación paralela de finas vetillas bituminosas que se alargan en una dirección y se separan unas de otras a 0,02-0,2 mm.

Calizas órgano-fragmentarias recristalizadas heterogranular, cataclastizadas, de color gris con tonos oscuros en plano de micro fallas

Estas se observan muy agrietadas, fragmentadas, de color más bien gris con tonos a veces más oscuros. La estructura heterogranular esta dada por la variación granulométrica en el agregado de calcita, desde fina hasta gruesa, así como en algunos sectores conjuntamente con esto se aprecia distribución de los granos en formas alargadas sobre todo en zonas de mayor agrietamiento, en otros casos se disponen caóticamente unos granos

respecto a otros. La composición de las rocas está representada por agregado organógeno-carbonático con mezcla de arcilla y material terrígeno no muy abundantes, además de fragmentos de rocas.

La masa de roca se observa atravesada por grietas en diferentes direcciones, de variado espesor entre 0,1-0,3 mm, rellenas por calcita y en ocasiones granos arenosos de cuarzo anguloso mayor a 0,02 mm, a veces los granos de calcita que rellenan estas grietas, presentan clivaje de afectación tectónica, también aparecen dispersos en la masa sustancia bituminosa y materia carbonosa.

El material terrígeno está representado por granos de cuarzo, feldespato y fragmentos de roca efusiva, metamórfica silíceas que llegan hasta 0,15 de forma redondeada y semiredondeada.

Aleurolitas, arcillo-calcáreas, polimícticas, tobáceas y clorizadas, de color desde gris a pardo

Se componen de abundante material arcilloso, mezclado con material calcáreo abundante, en ocasiones con frecuentes representaciones hematíticas. Se observa numerosas fracciones de granos de cuarzo, feldespato, material micáceo, rocas vulcánogenas y silíceas así como en algunos casos es notable la presencia de escamillas clorita dimensionada hasta de 0,2 mm. La presencia abundante de clorita y de fragmentos de rocas efusiva le otorga carácter tobáceo a algunos casos.

Pizarras calcáreo-arcillosas de color gris claro oscuro y hasta pardusco

Estas rocas representan estratificación, textura laminar en ocasiones son masivas de granulometría fina. Se componen de agregado de calcita muy fino con mezclas de sustancias arcillosas, tienen numerosa presencia de microvetillas rellenas por material bituminoso que se disponen paralela de manera acentuada, separadas a 0,02-0,04 mm unas de otras.

Además se observan microorganismos de forma alargada, dispuestos con orientación, es decir, en una dirección determinada a veces rodeada de

sustancia bituminosa en forma hojosa, que le permiten a las rocas elementos de microbudinaje y materia orgánica sedimentada.

Calizas organógenos microcristalinas de color gris claro a gris-violáceo recristalizado

Estas rocas son de textura laminar no clara, de color gris claro que a veces llega a violáceo se compone de agregado microcristalino de carbonato de calcio de 0,02 mm y material organógeno semiredondeado recristalizado con mezcla de sustancia arcillosa fina.

Se observan diseminados, pequeñísimos y muy escasos granos arenosos de cuarzo y plagioclasas, se aprecian vetillas rellenas por calcita, de hasta 1,0 mm de espesor.

Calizas organógenos arcillo-detriticas bituminosas bandeadas gris oscuro

Estas se caracterizan por ser rocas grises, bandeadas casi siempre de granulometría fina, compuesto por agregados de carbonato de calcio de granos de 0,04 mm, mezclado con abundante arcilla y restos fósiles muy mal conservados, con abundantes sustancias bituminosas así como material terrígeno de granos arenosos de cuarzo, plagioclasas, angulosos y escamillas finas de mica, de hasta 0,08 mm.

La textura bandeadada está dada por la distribución desigual en la masa rocosa del material bituminoso, que adamas de concentrarse de manera acentuada, se dispone paralelamente en zonas débiles, como son las microgrietas, estas se encuentran con frecuencia. Se observan manchas pardas amarillentas posiblemente por presencia de óxidos e hidróxidos de hierro.

La composición mineralógica está representada por fragmentos de calizas de color gris claro a más o menos oscuro subordinadamente se observan granos de calcita y fragmentos de rocas no carbonadas así como escasos granos de piritas y óxido de hierro.

Las zonas de contacto entre los bloques se caracterizan por su esquistosidad, baja recuperación y su grado de alteración. Los contactos entre bloques se laminaron con un alto grado de fragmentación. Los agentes exógenos fueron los encargados del intemperismo de las variedades primarias, dando lugar a la aparición de esquistos y calizas arcillosas, margosas de color crema a pardo.

II.6.Tectónica

El desarrollo tectónico está ligado a los desplazamientos horizontales y verticales de las placas tectónicas alóctonas. En el yacimiento se manifiestan, mediante grietas y fracturas con orientación este-oeste y un sistema sub-perpendicular norte-sur. Se evidencian por la existencia de brechas cambios bruscos de los elementos de yacencia en la matriz y en zonas de alta fragmentación (milonitas). Debido a los procesos de diagénesis se ha dificultado la detección de estos fenómenos tectónicos y, además por el reacomodamiento constante de las rocas por este tipo de proceso.

II.7.Relieve

El relieve es poco accidentado en la zona de extracción y en general es ondulado, existiendo cañadas y hondonadas propias del relieve.

II.8.Condiciones climáticas

Estas son muy parecidas a la del resto del país con una temporada lluviosa de mayo a octubre y una de seca de noviembre a abril. La temperatura mínima oscila entre 20 y 25°C y la máxima entre 30 y 35 °C.

II.9. Vegetación, flora y fauna

La vegetación está formada por bosques sub-tropicales combinando árboles templados y especies tropicales. La mayoría de las especies de plantas son siempre verdes, sus hojas son grandes, alargadas y terminadas en punta. Los troncos de los árboles usualmente son de color claro, rectos y verticales con la corteza lisa. Se observan especies como la guácima, hierba de guinea, varios tipos de arbustos, palma real, yagruma con hojas de diferentes tonalidades entre otras.

La fauna está compuesta por aves que alcanzan su mayor diversidad en esta zona. Entre los grupos característicos se encuentran la Caraira, Arriero, Aura, Garza y otras especies de insecto como la cigarra y mamífero la Jutia.

II.10.Hidrogeología

La acuosidad del macizo productivo está dada por las zonas agrietadas por la tectónica y procesos de intemperismo, los cuales se manifiestan en bloques calcáreos limitados por rocas arcillosas impermeables. Por ello, la afluencia en la futura cantera será provocada por los caudales de las reservas existentes en cada bloque cortado durante el proceso de explotación de la cantera.

Los resultados del muestreo de los pozos complementarios confirmaron las condiciones hidrogeológicas simples del yacimiento La Molina.

A partir de los trabajos hidrogeológicos realizados durante la exploración geológica y trabajos complementarios realizados por la Empresa Geólogo Minera y la Unión de Geología se obtuvieron los siguientes resultados:

- La afluencia de aguas subterráneas para el desarrollo de la cantera alcanzan la magnitud de 130,0 m³/día.
- La magnitud de inundación de la cantera por las aguas de lluvia es de 480,0 m³/día, considerando la intensidad máxima y una probabilidad de ocurrencia de 5 %.
- La entrada diaria promedio durante muchos años de las aguas de lluvia es de 96 m³/día.

II.11.Características económicas de la región

El área aproximada del sector es de 557.934,496 m², la red de comunicación es buena, facilitando el acceso a la autopista nacional Habana – Pinar del Río.

La economía de la región se basa fundamentalmente en la recreación turística (Playa Salado), en las operaciones portuarias (Puerto Mariel); en menor grado la agricultura y la ganadería.

II.12. Suministro de energía eléctrica y agua

Se puede considerar el abastecimiento para las operaciones industriales desde la presa el Mosquito y el agua potable desde los pozos las Mercedes que están aproximadamente a 3 km del yacimiento hacia el oeste o desde el poblado del Mariel.

El suministro de electricidad no es un problema pues la red nacional cruza por el flanco oeste del yacimiento y se conecta a las plantas a través de un banco de transformadores.

II.13. Características físico-mecánicas de las rocas

Con el objetivo de determinar las propiedades físico-mecánicas del material útil en el yacimiento “La Molina” fueron tomadas tres tipos de muestras (básicas, complementarias y tecnológicas), para la realización de este trabajo se tomaron las muestras básicas las cuales se describen a continuación:

Muestras básicas

Tomadas del testigo de perforación determinando toda la potencia útil representada por caliza micro-criptocristalina y órgano-detritica. Se realizaron los mismos ensayos a las intercalaciones estériles representadas por material deleznable y compacto (Pizarras, Esquistos Arcillosos y Pizarras Calcáreas).

Tabla 2: Propiedades físico-mecánicas de las rocas

Propiedades	Valor	Unidad de medida
Absorción	1,01	%
Coeficiente de Esponjamiento	1,5	-
Resistencia a la Compresión	800	kg/cm ²
Masa volumétrica en el macizo	2,65	g/cm ³

II.14. Estimado de Recursos por categorías

Para la clasificación de los recursos se utilizaron los criterios de los métodos tradicionales de categorización, los cuales tienen en cuenta la continuidad geológica y densidad de la red de exploración.

Se utilizó una red de 50 X 75 m, teniendo en cuenta esta densidad de perforación se consideran recursos en categoría medidos los que están dentro de los límites de la poligonal cerrada que se forma uniendo los pozos de perforación que cumplen con las condiciones .

Los recursos indicados se delimitaron por interpolación o extrapolación a $\frac{1}{4}$ de la distancia entre pozos y/o entre perfiles debido a la complejidad geológica de este yacimiento. Los inferidos se encuentran en la periferia de los indicados y a que su complejidad es incierta.

Tabla 3: Volumen de recursos por categoría dentro de la concesión

Categorías	Volumen m ³	Densidad g/cm ³	Absorción %	Marca kg/cm ²
Medidos	10.372.250,34	2,65	0,96	800
Indicados	4.782.401,89	2,64	1,07	800
Inferidos	7.127.671,72	2,64	1,04	800
Total	22.282.323,96	2,64	1,01	800

Tabla 4: Volumen de recursos por categoría dentro de la concesión por encima de la cota +20.0 m

Categorías	Volumen m ³	Densidad g/cm ³	Absorción %	Marca kg/cm ²
Medidos	9.612.774,94	2,65	0,96	800
Indicados	4.604.454,60	2,64	1,07	800
Inferidos	6.768.812,81	2,64	1,05	800
Total	20.986.042,35	2,64	1,01	800

CAPÍTULO III: LABORES MINERAS Y DISEÑO DE LAS VARIANTES DE DRENAJE

III.1. Condiciones actuales del yacimiento

Dadas las características y condiciones que se presentan en el yacimiento, sobre todo su cercanía a la superficie (afloramientos en partes), la explotación se realiza a cielo abierto, se desbroza con el uso del buldócer y el destape se realiza con retroexcavadoras; el arranque se hace con perforación y voladura, el material estéril se carga a los camiones con una retroexcavadora y posteriormente se deposita a la escombrera y el mineral es apilado y cargado a camiones con un cargador sobre neumáticos. Los bancos de extracción tienen una altura de 6 m, con berma de seguridad de 2 m y un ángulo de inclinación de 85°. Los caminos mineros son de 10 m de ancho, con una pendiente longitudinal de 8%.

Actualmente se encuentran en explotación los bancos +92, +86 y +80 m, los cuales garantizan los niveles de demanda de áridos de las obras del puerto. La cantera tiene un canal de desagüe que se encuentra en la cota +80 m, con una longitud de 264,0 m y una pendiente de 1 %, este canal se conecta con una cañada que canaliza las aguas hasta una alcantarilla con invertida en la cota +72,5, con posterioridad las aguas drenan mediante una serie de alcantarillas al río Mosquito.

III.1.1. Plantas de procesamiento

Las máquinas que componen las plantas de trituración y clasificación en el yacimiento La Molina pertenecen a Metso Minerals un fabricante de equipos para la alimentación, trituración, refinado, lavado y clasificación de minerales y materiales sólidos. Entre la gama de sus productos se encuentran alimentadores, cribas de distintos modelos y tamaños, trituradoras de mandíbula simple y de doble efecto, de cono y giratorios con o sin sistema de mando automático, de martillo con eje horizontal o

vertical y tambores de lavado. Este fabricante en las fases de diseño y fabricación de los equipos ha puesto énfasis especial en los aspectos sanitarios y de seguridad para evitar riesgos. Anualmente estas plantas están produciendo aproximadamente 800.000 m³ para satisfacer la demanda del puerto.

Tabla 5: Productos que se obtienen en la planta Molina 1 mediante un proceso seco. Ver anexo 3

Productos	Granulometría (mm)
Macadam	35 – 22
Hormigón	22 – 17
Gravilla	17 – 12
Polvo de piedra	0,5

Tabla 6: Productos que se obtienen mediante el proceso húmedo y lavado en la planta molina 2. Ver anexo 4

Productos	Granulometría (mm)
Macadam	65 – 40
Hormigón	40 – 20
Gravilla	20 – 10
Asfalto	5 – 0,15

Tabla 7: Productos de la planta molina 3 luego de remoler el subproducto de hormigón y la macadam. Ver anexo 5

Productos	Granulometría (mm)
Polvo de piedra	< 5
Granito	13-5
Gravilla	20-10

III.1.2. Régimen de Trabajo

Días calendarios.....	365
Días de trabajo.....	330
Turnos de trabajo.....	2

Horas de cada turno.....8
 Coeficiente de utilización del turno (Eficiencia).....90%

III.1.3. Equipamiento minero

La minería es una actividad que se realiza con trabajo arduo, difícil y de elevado riesgo por lo que para llevar a cabo su realización se requiere de máquinas de gran potencia, el yacimiento La Molina cuenta con el siguiente equipamiento minero:

Tabla 8: Equipos para el transporte. Ver anexos 6 y 7.

Camiones	Cantidad	Capacidad	Consumo de Combustible
Volvo-Rossetti FM440	4	15 m ³	10 L/h
Randon	2	16 m ³	13 L/h

Tabla 9: Equipamiento para la carga Ver anexos 8y 9.

Cargador	Cantidad	Capacidad	Consumo de Combustible
Volvo L-120 F	2	3.3 m ³	15 L/h
Volvo L-220 G	2	4.5 m ³	25 L/h
Hitachi	1	3.2 m ³	25 L/h

Tabla 10: Equipamiento para la excavación. Ver anexos 10 y 11

Retroexcavadoras	Cantidad	Capacidad	Consumo de Combustible
Liebherr R-944 C	2	2 m ³	35 L/h
New Holland E-485 B	1	2 m ³	35 L/h

Tabla 11: Equipos topadores. Ver anexos 12 y13.

Bulldócer	Cantidad	Consumo de Combustible
Chetra	2	25 L/h
Shantui	1	25 L/h

III.1.4. Recursos que garantiza el sistema de drenaje actual

Con el sistema actual de drenaje, a partir de la cota +80,0 m hacia el noreste, y empleando el cierre topográfico de diciembre 2014, se garantiza la extracción de los siguientes recursos:

Tabla 12: Recursos aprovechando el cierre topográfico de diciembre 2014

<i>Categoría</i>	<i>Volumen, m³</i>	<i>Marca, kg/cm²</i>
Medidos	1.251.244,28	800
Indicados	469.388,86	800
Inferidos	391.250,22	800
<i>Total</i>	<i>2.112.508,58</i>	<i>800</i>

III.2. Dimensionamiento del canal de drenaje

Para el dimensionamiento de un sistema de drenaje es necesario conocer el caudal afluente, este puede ser calculado multiplicando el total de agua precipitada en la cuenca de drenaje por el coeficiente de descarga; la cantidad de agua precipitada, a su vez, puede ser asumida como el producto de la intensidad pluviométrica (en milímetros de lluvia por unidad de tiempo) por el área de drenaje. De esta forma, la expresión de la fórmula racional será:

$$Q = \frac{C \times I \times A}{3,6}$$

$$Q = \frac{0,8 \times 0,56 \times 36,12}{3,6}$$

$$Q = 4,49 \text{ m}^3/\text{s}$$

Dónde:

Q = caudal (m³/s)

C = coeficiente de descarga es de 0,8.

I = intensidad de precipitación pluviométrica, (36,12 mm/h);

A = área de drenaje, 0,56 km²

Los canales de drenaje deben permitir el desplazamiento de las aguas a una velocidad suficiente para que los sedimentos no se depositen en ellas. Pueden ser de tres tipos en cuanto a su sección transversal: circulares, triangulares y trapezoidales y pueden o no estar revestidas. En este caso se tomará una sección transversal trapezoidal, sin revestimiento debido a la presencia de rocas en su sección.

A partir de la experiencia práctica del yacimiento se definen las siguientes dimensiones para el canal:

Ancho por el fondo----- 1,0 m

Talud del canal----- 60°

Altura del canal----- 2,0 m

Ancho de la parte superior---- 3,35 m

Altura del banco

La altura del banco se toma teniendo en cuenta la altura de los bancos actuales de explotación que son de 6,0 m y a la vez para que sea múltiplo de la altura del nivel en el modelo de bloque del proyecto de explotación. Esto facilita la integración del diseño del canal al diseño final de la cantera.

Talud del banco

El talud del banco será de 60° debido a la garantía de la estabilidad que ofrece este ángulo.

Ancho de la berma de transporte

La berma de transporte se utilizará para el traslado del material extraído, el emplazamiento del equipo de extracción y carga, también se aprovechará para garantizar la estabilidad del canal. La misma será de 6,0 m.

Ancho de la berma de seguridad

A partir de la altura de 6,0 m y considerando la berma como 1/3 de la altura, se recomienda una berma de 2,0 m.

Pendiente longitudinal del canal

La pendiente longitudinal para el canal será de 1,0 %, de manera que garantice el escurrimiento y se minimice el volumen de material a extraer.

III.3. Diseño de las dos variantes de drenaje

Para lograr el drenaje hasta la cota +68,00 m se diseñan las siguientes variantes de desagüe.

III.3.1. Variante 1 Profundización del canal de desagüe actual

Es variante consiste en profundizar el canal actual de desagüe para garantizar el drenaje hasta la cota +68,0 m, lográndose 12 m de profundización en la cantera. A continuación se muestran una vista 2D y 3D, respectivamente, de la ubicación y diseño del canal integrado a una vista satelital. Ver Anexo 14.

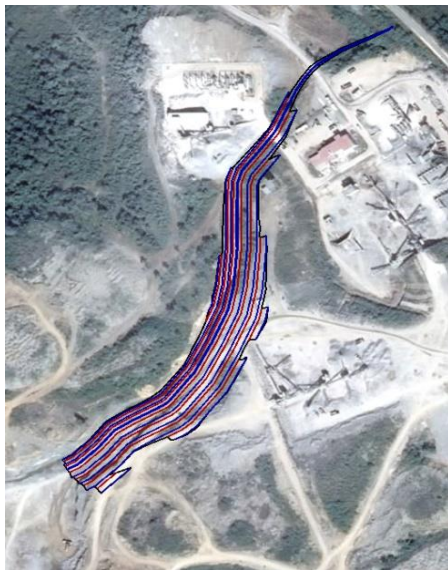


Figura 2: Vista 2D del canal

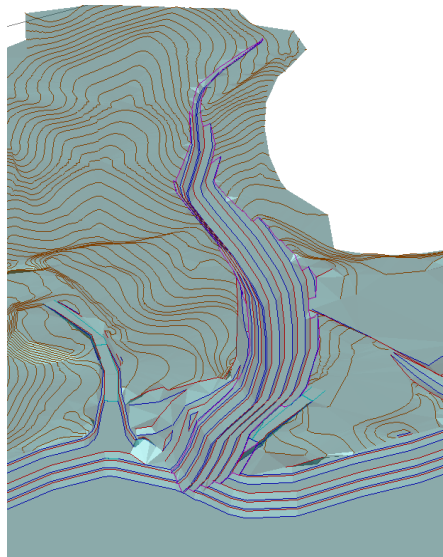


Figura 3: Vista 3D del canal

Parámetros constructivos del canal:

Cota inicial-----	68,0 m
Cota final-----	61,29 m
Longitud-----	630,0 m
Pendiente-----	1,0 %

Ancho máximo -----	59,30 m
Ancho mínimo-----	3,35 m
Profundidad máxima-----	23,77 m
Volumen de material excavación-----	164.466,91 m ³
Volumen a fragmentar con explosivos----	65.786,76 m ³
Estimado material útil-----	19.736,03 m ³

Durante la profundización del canal actual se estima que alrededor del 30 % del material a extraer es mineral útil, lo cual debe ser verificado y actualizado mediante investigaciones geotécnicas.

III.3.2. Afectaciones a las instalaciones

- Afecta completamente la rampa de acceso al yacimiento. Ver anexo 19.
- Afecta el talud donde están ubicados los transportadores de la planta molina 1. Ver anexo 15.
- Afecta la sub-estación eléctrica emplazada al norte de molina1. Ver anexo 18.
- Se afecta la cisterna ubicada al este del canal. Ver anexo 16.
- Afecta la alcantarilla ubicada en el acceso a la planta molina-3.Ver anexo 17.

III.3.3. Estrategia para desmontaje y montaje de las obras de fábrica

Para la realización correcta del desmontaje y montaje de las obras de fábrica se seguirá el siguiente orden:

1. Construir el acceso a la planta Molina-3 desde el acceso principal por el norte, pasando a ser el acceso principal.
2. Desmontaje de la alcantarilla en el acceso principal a La Molina.
Tratar de conservar las estructuras de prefabricado.
3. Profundizar en el área hasta el nivel calculado.
4. Rehabilitar la obra de fábrica en el acceso principal a La Molina, de manera que quede restablecido.
5. Desmontaje de la alcantarilla en el acceso a la planta Molina-3. Tratar de conservar las estructuras de prefabricado.

6. Profundizar en el área hasta el nivel calculado.
7. Rehabilitar la obra de fábrica en el acceso a la planta Molina-3

III.3.4. Solución para la rampa de acceso a la cantera

Debido a que en esta variante la trinchera de acceso al yacimiento será afectada, se propone construir una trinchera de acceso por el este de la Cantera, la cual debe comunicarse con los caminos existentes en esta área.

Parámetros técnicos para la trinchera de acceso.

- Ancho ----- 10,0 m
- Pendiente longitudinal ----- 8 %
- Pendiente transversal (peralte)----- 1.5 %
- Radio mínimo ----- 25,0 m
- Ángulo del talud ----- 75 °
- Cuneta para el drenaje en los extremos en forma de “V”

Características constructivas de la rampa de acceso

- Longitud----- 140,0 m
- Volumen a extraer con voladuras(in-situ)----- 8.021,04 m³
- Cota inicio: X= 324.155,78 ; Y= 349.688,20 ; Z=94,00
- Cota fin: X= 324.059,67; Y= 349.640,84; Z=80,00
- Coordenadas de la rasante:

Vértice	Norte	Este	Cota
1	349.688,21	324.155,79	94,00
2	3497.05,71	324.136,62	91,41
3	349.711,62	324.125,51	90,13
4	349.707,38	324.109,79	88,47
5	349.676,68	324.077,59	84,01
6	349.640,85	324.059,68	80,00

La rampa solo accede hasta la cota +80,0 m, porque es una solución inmediata en caso de escoger la variante de profundización del canal actual, por lo que para los niveles inferiores se deberán proponer soluciones de acceso. Ver anexo 16.

III.3.5. Variante 2. Construir el canal al norte de la cantera

Esta consiste en la construcción de un nuevo canal de drenaje desde la cantera hacia el norte, es necesario para profundizar 12 m por debajo de la cota actual (+80,0 m) del drenaje en la cantera. Ver anexo 20.

A continuación se muestra una vista 2D y 3D, respectivamente, de la ubicación y diseño del canal al norte integrado a una vista satelital.



Figura 4: Vista 2D del canal

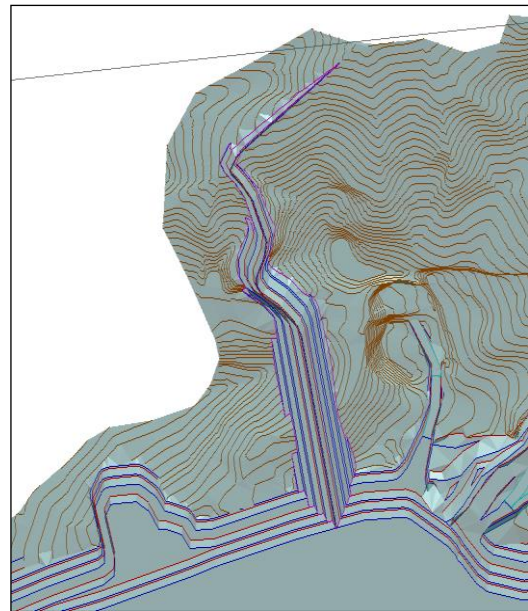


Figura 5: Vista 3D del canal

Parámetros constructivos de la canal al norte

Cota inicial-----	68,0 m
Cota final-----	61,52 m
Longitud-----	616,2 m
Pendiente-----	1,0 %
Ancho máximo -----	64,55 m
Ancho mínimo-----	3,35 m
Profundidad máxima-----	28,27 m
Volumen de excavación in situ -----	177.494,2 m ³

Volumen a fragmentar con explosivos----- 70.997,69 m³

Área de emplazamiento----- 25.508,4 m²

Estimado de material útil-----14.225,65 m³

Durante la construcción del canal por el norte se estima que alrededor del 20 % del material a extraer es útil, lo cual debe ser verificado y actualizado mediante investigaciones geotécnicas.

Principales afectaciones de la Variante 2

Esta variante, en comparación con la variante de profundización del canal actual, tiene menores afectaciones, las cuales se mencionan a continuación:

- Accesos a los frentes de minería
- Acceso a la escombrera existente ubicada al norte

III.3.6. Escombrera para el depósito del material excavado

Para la construcción del canal por el Norte de la cantera se requiere de un sitio para depositar todo el material extraído, debido a que dentro del área concesionada no existe espacio disponible para la escombrera, se debe solicitar la ampliación de la concesión hacia el norte.

El área propuesta para la escombrera es hacia la parte norte y al oeste del canal a construir, fuera del límite de las áreas exploradas de manera que no sea afectada la explotación. El área de la misma es de 65.757m².

Tabla 13: Ubicación de la escombrera

Punto	Norte	Este
1	349.830,00	323.580,00
2	350.043,26	323.488,13
3	350.124,78	323.799,46
4	349.895,71	323.824,43
1	349.830,00	323.580,00

Para la variante de profundización no se dispone de áreas cercanas donde se pueda depositar el material excavado, por lo que, en caso de seleccionar dicha variante, se debe usar la escombrera propuesta al norte del yacimiento. En cualquiera de las variantes, luego de un análisis de

capacidad, se pudiera depositar parte del material en las escombreras existentes actualmente en el norte.

La distancia promedio de transportación para ambas variantes es la siguiente:

Variante	Distancia de tiro (km)
Profundización	1,0
Canal al Norte	0,5

III.4. Tala y Desbroce

La tala consiste en el corte de los arbustos presente en el área donde se realizara el canal. El desbroce se basa en la extracción y retiro de los arbustos, plantas, troncos, malezas, basura y cualquier otro objeto no deseable del área.

Los productos del desbroce se retirarán de la zona y se ubicarán en el depósito localizado al este de la escombrera.

La zona de desbroce tiene un área total de 15.305,04 m² en el canal de profundización y 21.618 m² en la variante al norte, el volumen a desbrozar, en la variante de profundización del canal actual es de 3.827 m³ y el de la variante al norte es de 5.404,5 m³.

Equipos y medios necesarios Los equipos a usar son: Buldócer, cargador y camiones.

Los medios auxiliares pueden ser: Sierras mecánicas, machetes, hachas.

III.5. Cálculo del Equipamiento

En este acápite se realiza el cálculo del equipamiento para cada una las actividades mineras que se llevaran a cabo en las dos variantes de drenaje.

III.5.1 Profundización del canal actual

Desbroce

Se realizará con la ayuda de dos buldóceres Chetra con una cuchilla de 3,80 m de longitud y 1,34 m de altura, un cargador Volvo L-120 con capacidad del cubo de 3,3 m³ y tres camiones Volvo FM-440 con 15 m³ de volumen. El área a desbrozar es de 15.305,40 m².

Productividad del Buldócer en el turno

$$Q_t = \frac{3600 \times T_t \times V \times K_a \times K_u \times K_i}{K_e \times T_c}; m^3/\text{turno}$$

Tabla 14: Productividad del Buldócer durante el desbroce

Parámetros	Símbolo	Valor
Productividad ; m ³ /turno	Q _t	257,71
Tiempo de turno; h	T _t	8
Volumen a trasladar por la cuchilla; m ³	V	4
Coeficiente que tiene en cuenta el aumento del rendimiento cuando la cuchilla del buldócer tiene una forma de caja	K _a	1
Coeficiente de utilización del buldócer en el tiempo	K _u	0,75
Coeficiente que tiene en cuenta la pendiente del terreno donde trabaja el buldócer	K _i	0,95
Coeficiente de esponjamiento	K _e	1,3
Tiempo de ciclo; s	T _c	245

Número de días

$$N_d = \frac{V_d}{Q_t \times N_b}$$

Tabla 15: Días para realizar el desbroce

Parámetros	Símbolo	Valor
Número de días	N_d	8
Volumen a desbrozar ; m ³	V_d	3.827
Productividad del buldócer ; m ³ /turno	Q_t	257,71
Número de buldócer	N_b	2

Productividad del Cargador en el turno

$$Q_t = \frac{3600 \times V_c \times K_{ll} \times T_t \times K_u}{T_c \times K_e}$$

Tabla 16: Productividad del cargador durante la carga del material desbrozado

Parámetros	Símbolo	Valor
Productividad ; m ³ /turno	Q_t	1.491,40
Capacidad del cubo ; m ³	V_c	3,3
Coeficiente de llenado	K_{ll}	1,2
Tiempo de turno ; h	T_t	8
Coeficiente de utilización del cargador en el turno	K_u	0,85
Tiempo de ciclo ; s	T_c	50
Coeficiente de esponjamiento	K_e	1,3

Número de días

$$N_d = \frac{V_c}{P_t \times N_c}$$

Tabla 17: Días para cargar el material desbrozado

Parámetros	Símbolo	Valor
Número de días	N_d	4
Volumen a cargar ; m^3	V_c	4.975,1
Productividad del cargador; m^3 /turno	Q_t	1.491,40
Número de cargadores	N_c	1

Productividad del Camión en el turno

$$Q_t = \frac{60 \times K_u \times K_d \times K_{up} \times T_t \times C_v}{t_c}$$

Tabla 18: Productividad del camión durante el traslado del material desbrozado

Parámetros	Símbolo	Valor
Productividad ; m^3 /turno	Q_t	429,13
Coeficiente de utilización del turno	K_u	0,88
Coeficiente de disponibilidad	K_d	0,85
Coeficiente de utilización del parque	K_{up}	1
Tiempo de turno ; h	T_t	8
Capacidad volumétrica del camión; m^3	C_v	15
Tiempo de ciclo; min	t_c	12,55

Tiempo de Ciclo

Los camiones se trasladaran a una distancia de 1 km hacia a la escombrera a una velocidad en sentido cargado de 20 km/h y en sentido vacío de 25 km/h.

$$t_c = t_{car} + t_{des} + t_{rc} + t_{rv} + t_m + t_p$$

Tabla 19: Ciclo completo del camión

Parámetros	Símbolo	Valor
Tiempo de ciclo; min	t_c	12,55
Tiempo de carga; min	t_{car}	4,15
Tiempo de descarga; min	t_{des}	0,5
Tiempo de recorrido cargad; min o	t_{rc}	3
Tiempo de recorrido vacío; min	t_{rv}	2,40
Tiempo de maniobra; min	t_m	1
Tiempo perdido; min	t_p	1,5

Número de camiones

$$N_c = \frac{V_t}{N_d \times Q_t}$$

Tabla 20: Camiones necesarios para trasladar el material desbrozado

Parámetros	Símbolo	Valor
Número de camiones	N_c	3
Volumen a trasladar; m ³	V_t	4.975,1
Número de días para el traslado	N_d	4
Productividad del camión ; m ³ /turno	Q_t	479,13

Destape

Se utilizara dos excavadoras Liebherr con cubo de 2 m³ de capacidad, tres camiones Volvo FM-440 de 15 m³ de capacidad y un buldócer Chetra con una cuchilla de 3,80 m de longitud y 1,34 m de altura de forma auxiliar para para algunas labores técnicas. El volumen a destapar es de 189.029,02 m³ este incluye los volúmenes de los accesos que se ven afectados por la profundización del canal.

Productividad de la excavadora

$$Q_{exc} = \frac{3600 \times D \times N_{cubos} \times K_{ll} \times K_u \times K_{up}}{T_c}$$

Tabla 21: Productividad de la excavadora en el destape

Parámetros	Símbolo	Valor
Productividad; m ³ /turno	Q_{exc}	319
Disponibilidad mecánica	D	0,75
Número de cubos para llenar el camión	N_{cubos}	8
Coeficiente de llenado	K_{ll}	0,96
Coeficiente de utilización del turno	K_u	0,9
Coeficiente de utilización del parque	K_{up}	1
Tiempo de ciclo; s	T_c	45

Número de días para el destape

$$N_d = \frac{V_d}{Q_{exc} * N_e}$$

Tabla 22: Cantidad de días para excavar el material arcilloso

Parámetros	Símbolo	Valor
Número de días	N_d	297
Volumen a destapar	V_d	189.029
Productividad de la excavadora	Q_{exc}	319,02
Número de excavadoras	N_e	2

Productividad del camión

$$Q_t = \frac{60 \times K_u \times K_d \times K_{up} \times T_t \times C_v}{t_c}$$

Tabla 23: Productividad del camión durante el traslado de arcilla a la escombrera

Parámetros	Símbolo	Valor
Productividad ; m ³ /turno	Q_t	374
Coeficiente de utilización del turno	K_u	0,88
Coeficiente de disponibilidad	K_d	0,85
Coeficiente de utilización del parque	K_{up}	1
Tiempo de turno ; h	T_t	8
Capacidad volumétrica del camión; m ³	C_v	15
Tiempo de ciclo; min	t_c	14,40

Tiempo de Ciclo

Los camiones se trasladaran a una distancia de 1 km a una velocidad cargado de 20 km/h y vacío a 25 km/h.

$$t_c = t_{car} + t_{des} + t_{rc} + t_{rv} + t_m + t_p$$

Tabla 24: Tiempo de recorrido completo de camión

Parámetros	Símbolo	Valor
Tiempo de ciclo; min	t_c	14,40
Tiempo de carga; min	t_{car}	6
Tiempo de descarga; min	t_{des}	0,5
Tiempo de recorrido cargad; min o	t_{rc}	3
Tiempo de recorrido vacío; min	t_{rv}	2,40
Tiempo de maniobra; min	t_m	1
Tiempo perdido; min	t_p	1,5

Número de camiones

$$N_c = \frac{V_t}{N_d \times Q_t}$$

Tabla 25: Camiones necesarios para transportar la arcilla a la escombrera

Parámetros	Símbolo	Valor
Número de camiones	N_c	3
Volumen a trasladar; m ³	V_t	246.217,82
Número de días para el traslado	N_d	297
Productividad del camión ; m ³ /turno	Q_t	374

Carga y transporte de la roca volada

En este caso el equipamiento necesario es, dos cargadores Volvo L-120 con una capacidad en la cuchara de 3,3 m³, Cuatro camiones volvo FM-440 de 15 m³ de capacidad, estos se trasladaran a 0,35 km de distancia y un Chetra con una cuchilla de 3,80 m de longitud y 1,34 m de altura. El volumen a cargar y transportar de roca volada es de 110.711,71 m³, este tiene en cuenta el volumen de roca a fragmentar en la construcción de la nueva rampa de acceso.

Productividad del Cargador en el turno

$$Q_t = \frac{3600 \times V_c \times K_{ll} \times T_t \times K_u}{T_c \times K_e}$$

Tabla 26: Productividad del cargador durante la carga de roca explosionada

Parámetros	Símbolo	Valor
Productividad ; m ³ /turno	Q_t	1.293
Capacidad del cubo ; m ³	V_c	3,3
Coeficiente de llenado	K_{ll}	1,2
Tiempo de turno ; h	T_t	8
Coeficiente de utilización del cargador en el turno	K_u	0,85
Tiempo de ciclo ; s	T_c	50
Coeficiente de esponjamiento	K_e	1,3

Número de días

$$N_d = \frac{V_c}{P_t \times N_c}$$

Tabla 27: cantidad de días para cargar la roca explosionada

Parámetros	Símbolo	Valor
Número de días	N_d	43
Volumen a cargar ; m ³	V_c	110.712
Productividad del cargador; m ³ /turno	Q_t	1.293
Número de cargadores	N_c	2

Productividad del camión

$$Q_t = \frac{60 \times K_u \times K_d \times K_{up} \times T_t \times C_v}{t_c}$$

Tabla 28: Productividad del camión en el traslado de roca volada

Parámetros	Símbolo	Valor
Productividad ; m ³ /turno	Q_t	596
Coeficiente de utilización del turno	K_u	0,88
Coeficiente de disponibilidad	K_d	0.85
Coeficiente de utilización del parque	K_{up}	1
Tiempo de turno ; h	T_t	8
Capacidad volumétrica del camión; m ³	C_v	15
Tiempo de ciclo; min	t_c	9,04

Tiempo de Ciclo

Los camiones se trasladaran a una distancia de 0,35 km a una velocidad en sentido cargado cargado de 20 km/h y en sentido vacío a 25 km/h.

$$t_c = t_{car} + t_{des} + t_{rc} + t_{rv} + t_m + t_p$$

Tabla 29: Recorrido completo del camión en el traslado de roca volada a la planta de procesamiento

Parámetros	Símbolo	Valor
Tiempo de ciclo; min	t_c	9,04
Tiempo de carga; min	t_{car}	4,15
Tiempo de descarga; min	t_{des}	0,5
Tiempo de recorrido cargad; min o	t_{rc}	1,05
Tiempo de recorrido vacío; min	t_{rv}	0,84
Tiempo de maniobra; min	t_m	1
Tiempo perdido; min	t_p	1,5

Número de camiones

$$N_c = \frac{V_t}{N_d \times Q_t}$$

Tabla 30: Camiones necesarios para trasladar la roca explosionada a la planta de procesamiento

Parámetros	Símbolo	Valor
Número de camiones	N_c	4
Volumen a trasladar; m ³	V_t	110.712
Número de días para el traslado	N_d	43
Productividad del camión ; m ³ /turno	Q_t	596

III.5.2 Variante 2 construir un canal al norte del yacimiento

Desbroce

Se realizará con la ayuda de dos buldóceres Chetra con una cuchilla de 3,80 de longitud y 1,34 de altura, un cargador Volvo L-120 con una capacidad en la cuchara de 3,3 m³ y tres camiones Volvo FM-440 con 15 m³ de capacidad.

Área a desbrozar es de 21.618 m²

Productividad del Buldócer en el turno

$$Q_t = \frac{3600 \times T_t \times V \times K_a \times K_u \times K_i}{K_e \times T_c}; m^3/\text{turno}$$

Tabla 31: Productividad del Buldócer durante el desbroce

Parámetros	Símbolo	Valor
Productividad ; m ³ /turno	Q _t	257,708
Tiempo de turno; h	T _t	8
Volumen a trasladar por la cuchilla; m ³	V	4
Coeficiente que tiene en cuenta el aumento del rendimiento cuando la cuchilla del buldócer tiene una forma de caja	K _a	1
Coeficiente de utilización del buldócer en el tiempo	K _u	0,75
Coeficiente que tiene en cuenta la pendiente del terreno donde trabaja el buldócer	K _i	0,95
Coeficiente de esponjamiento	K _e	1,3
Tiempo de ciclo; s	T _c	245

Número de días

$$N_d = \frac{V_d}{Q_t \times N_b}$$

Tabla 32: Días para realizar el desbroce

Parámetros	Símbolo	Valor
Número de días	N _d	11
Volumen a desbrozar ; m ³	V _d	5.405
Productividad del buldócer ; m ³ /turno	Q _t	257,708
Número de buldócer	N _b	2

Productividad del Cargador en el turno

$$Q_t = \frac{3600 \times V_c \times K_{ll} \times T_t \times K_u}{T_c \times K_e}$$

Tabla 33: Productividad del cargador durante la carga del material desbrozado

Parámetros	Símbolo	Valor
Productividad ; m ³ /turno	Q_t	1.492
Capacidad del cubo ; m ³	V_c	3,3
Coeficiente de llenado	K_{ll}	1,2
Tiempo de turno ; h	T_t	8
Coeficiente de utilización del cargador en el turno	K_u	0,85
Tiempo de ciclo ; s	T_c	50
Coeficiente de esponjamiento	K_e	1,3

Número de días

$$N_d = \frac{V_c}{P_t \times N_c}$$

Tabla 34: Días para cargar el material desbrozado

Parámetros	Símbolo	Valor
Número de días	N_d	5
Volumen a cargar ; m ³	V_c	7.025,85
Productividad del cargador; m ³ /turno	Q_t	1.492
Número de cargadores	N_c	1

Productividad del Camión en el turno

$$Q_t = \frac{60 \times K_u \times K_d \times K_{up} \times T_t \times C_v}{t_c}$$

Tabla 35: Productividad del camión durante el traslado del material desbrozado

Parámetros	Símbolo	Valor
Productividad	Q_t	547
Coeficiente de utilización del turno	K_u	0,88
Coeficiente de disponibilidad	K_d	0,85
Coeficiente de utilización del parque	K_{up}	1
Tiempo de turno ; h	T_t	8
Capacidad volumétrica del camión; m ³	C_v	15
Tiempo de ciclo; min	t_c	9,85

Tiempo de Ciclo

Los camiones se trasladaran a una distancia de 0,5 km a una velocidad en sentido cargado de 20 km/h y sentido vacío a 25 km/h.

$$t_c = t_{car} + t_{des} + t_{rc} + t_{rv} + t_m + t_p$$

Tabla 36: Ciclo completo del camión

Parámetros	Símbolo	Valor
Tiempo de ciclo; min	t_c	9,85
Tiempo de carga; min	t_{car}	4,15
Tiempo de descarga; min	t_{des}	0,5
Tiempo de recorrido cargado; min o	t_{rc}	1,50
Tiempo de recorrido vacío; min	t_{rv}	1,20
Tiempo de maniobra; min	t_m	1
Tiempo perdido; min	t_p	1,5

Número de camiones

$$N_c = \frac{V_t}{N_d \times Q_t}$$

Tabla 37: Camiones necesarios para trasladar el material desbrozado

Parámetros	Símbolo	Valor
Número de camiones	N_c	3
Volumen a trasladar; m ³	V_t	7.026
Número de días para el traslado	N_d	5
Productividad del camión ; m ³ /turno	Q_t	547

Destape

Se utilizaran tres excavadoras Liebherr con un cubo de 2 m³ de capacidad tres camiones Volvo FM-440 de 15 m³ de capacidad distancia y un Chetra con una cuchilla de 3,80 m de longitud y 1,34 m de altura. El volumen a destapar es de 202.089,70 m³, este incluye el volumen de los accesos.

Productividad de la excavadora

$$Q_{exc} = \frac{3600 \times D \times N_{cubos} \times K_{ll} \times K_u \times K_{up}}{T_c \times K_e}$$

Tabla 38: Productividad de la excavadora en el destape

Parámetros	Símbolo	Valor
Productividad ; m ³ /turno	Q_{exc}	319
Disponibilidad mecánica	D	0,75
Número de cubos para llenar el camión	N_{cubos}	8
Coeficiente de llenado	K_{ll}	0,96
Coeficiente de utilización del turno	K_u	0,9
Coeficiente de utilización del parque	K_{up}	1
Tiempo de ciclo; s	T_c	45
Coeficiente de esponjamiento	K_e	1,3

Número de días

$$N_d = \frac{V_d}{Q_{exc} * N_e}$$

Tabla 39: Cantidad de días para excavar el material arcilloso

Parámetros	Símbolo	Valor
Número de días	N_d	211
Volumen a destapar	V_d	202.090
Productividad de la excavadora	Q_{exc}	319
Número de excavadoras	N_e	3

Productividad del camión

$$Q_t = \frac{60 \times K_u \times K_d \times K_{up} \times T_t \times C_v}{t_c}$$

Tabla 40: Productividad del camión durante el traslado de arcilla a la escombrera

Parámetros	Símbolo	Valor
Productividad ; m ³ /turno	Q_t	460
Coeficiente de utilización del turno	K_u	0,88
Coeficiente de disponibilidad	K_d	0,85
Coeficiente de utilización del parque	K_{up}	1
Tiempo de turno ; h	T_t	8
Capacidad volumétrica del camión; m ³	C_v	15
Tiempo de ciclo; min	t_c	11,70

Tiempo de Ciclo

Los camiones se trasladaran a una distancia de 0,5 km a una velocidad en sentido cargado de 20 km/h y sentido vacío a 25 km/h.

$$t_c = t_{car} + t_{des} + t_{rc} + t_{rv} + t_m + t_p$$

Tabla 41: Tiempo de recorrido completo de camión

Parámetros	Símbolo	Valor
Tiempo de ciclo; min	t_c	11,70
Tiempo de carga; min	t_{car}	6
Tiempo de descarga; min	t_{des}	0,5
Tiempo de recorrido cargad; min o	t_{rc}	1,5
Tiempo de recorrido vacío; min	t_{rv}	1,2
Tiempo de maniobra; min	t_m	1
Tiempo perdido; min	t_p	1,5

Número de camiones

$$N_c = \frac{V_t}{N_d \times Q_t}$$

Tabla 42: Camiones necesarios para transportar la arcilla a la escombrera

Parámetros	Símbolo	Valor
Número de camiones	N_c	3
Volumen a trasladar; m ³	V_t	262.717
Número de días para el traslado	N_d	211
Productividad del camión ; m ³ /turno	Q_t	460

Carga y transporte de la roca volada

En este caso el equipamiento necesario es un cargador Volvo L-120 con una capacidad en la cuchara de 3,3 m³, cuatro camiones volvo FM-440 de 15 m³ de capacidad distancia y un Chetra con una cuchilla de 3,80 m de longitud y 1,34 m de altura. El volumen de roca explosionada a cargar y transportar es de 106.496,54 m³.

Productividad del Cargador en el turno

$$Q_t = \frac{3600 \times V_c \times K_{ll} \times T_t \times K_u}{T_c \times K_e}$$

Tabla 43: Productividad del cargador durante la carga de roca explosionada

Parámetros	Símbolo	Valor
Productividad ; m ³ /turno	Q_t	1.292
Capacidad del cubo ; m ³	V_c	3,3
Coeficiente de llenado	K_{ll}	1,2
Tiempo de turno ; h	T_t	8
Coeficiente de utilización del cargador en el turno	K_u	0,85
Tiempo de ciclo ; s	T_c	50
Coeficiente de esponjamiento	K_e	1,3

Número de días

$$N_d = \frac{V_c}{P_t \times N_c}$$

Tabla 45: cantidad de días para cargar la roca explosionada

Parámetros	Símbolo	Valor
Número de días	N_d	83
Volumen a cargar ; m ³	V_c	106.497
Productividad del cargador; m ³ /turno	Q_t	1.293
Número de cargadores	N_c	1

Productividad del camión

$$Q_t = \frac{60 \times K_u \times K_d \times K_{up} \times T_t \times C_v}{t_c}$$

Tabla 46: Productividad del camión en el traslado de roca volada

Parámetros	Símbolo	Valor
Productividad ; m ³ /turno	Q_t	538
Coeficiente de utilización del turno	K_u	0,88
Coeficiente de disponibilidad	K_d	0,85
Coeficiente de utilización del parque	K_{up}	1
Tiempo de turno ; h	T_t	8
Capacidad volumétrica del camión; m ³	C_v	15
Tiempo de ciclo; min	t_c	10,01

Tiempo de Ciclo

Los camiones se trasladaran a una distancia de 0,53 km a una velocidad en sentido cargado cargado de 20 km/h y en sentido vacío a 25 km/h.

$$t_c = t_{car} + t_{des} + t_{rc} + t_{rv} + t_m + t_p$$

Tabla 47: Recorrido completo del camión en el traslado de roca volada a la planta de procesamiento

Parámetros	Símbolo	Valor
Tiempo de ciclo; min	t_c	10,01
Tiempo de carga; min	t_{car}	4,15
Tiempo de descarga; min	t_{des}	0,5
Tiempo de recorrido cargad; min o	t_{rc}	1,57
Tiempo de recorrido vacío; min	t_{rv}	1,29
Tiempo de maniobra; min	t_m	1
Tiempo perdido; min	t_p	1,5

Número de camiones necesarios

$$N_c = \frac{V_t}{N_d \times Q_t}$$

Tabla 48: Camiones necesarios para trasladar la roca explosionada a la planta de procesamiento

Parámetros	Símbolo	Valor
Número de camiones	N_c	3
Volumen a trasladar; m^3	V_t	106.497
Número de días para el traslado	N_d	82
Productividad del camión ; m^3 /turno	Q_t	538

III.6. Perforación y voladura

El objetivo principal del arranque con perforación y voladura consiste en fragmentar las rocas que por sus características físico-mecánicas no pueden ser extraídas del macizo rocoso con los métodos convencionales. Éste se deberá llevar a cabo con el menor coste posible, cumpliendo las especificaciones técnicas y condiciones de seguridad previstas. Estos trabajos serán realizados por la Empresa de Servicios Minero Geólogo (Explomat), la cual lo ejecutara con su personal, equipos y recursos.

La perforación se realizará con perforadoras neumáticas Atlas Copco con martillo en fondo, con diámetros de perforación de 85 y 115 mm. Ver anexo 22.

Las sustancias explosivas que se utilizarán son:

- Como carga de fondo Senatel Magnafrac de 75×500 mm para taladro de 85 mm de diámetro y 85×500 mm para taladro de 115 mm de diámetro. Ver anexo 23.
- Como carga de columna Fortel Tempus es caso de presencia de agua en el taladro de 75×500 mm para taladro de 85 mm de diámetro y 89×500 mm para taladro de 115 mm de diámetro. Ver anexo 24.
- El Amex se utiliza como carga de columna en taladros donde no hay presencia de agua. Ver anexo 25.

La conexión se realiza con detonadores no eléctricos, para la unión entre filas se utiliza Exel Handidet de 25 ms de retardo por encima y 700 ms en el fondo. Ver anexo 26.

Las columnas se conectan mediante el Exel Conectadet de 42 ms y 8 m de longitud. Ver anexo 27.

En la línea de encendido se utiliza un detonador eléctrico de 0 ms y 200 m de longitud. Ver anexo 28.

III.6.1. Sustancias explosivas

Senatel Magnafrac

Descripción

La emulsión encartuchada Senatel Magnafrac es un explosivo robusto y sensible a un detonador. El explosivo es de color blanco y de una consistencia robusta, similar a la masilla.

Aplicación

Senatel Magnafrac es un explosivo encartuchado a prueba de agua, diseñado para aplicaciones de primado y como columna explosiva de densidad media en minería y trabajos de voladuras en general. La alta velocidad de detonación y la naturaleza robusta de Senatel Magnafrac la hacen un cebador ideal para la iniciación de columnas de ANFO.

Los cartuchos de Senatel Magnafrac son empaquetados en film que se rompen durante el apisonamiento para maximizar el acoplamiento y la fuerza en volumen dentro del barreno.

Beneficios claves

- Senatel Magnafrac es una formulación efectiva de costo apropiada para un rango de aplicaciones de voladura.
- Senatel Magnafrac reduce los gases post voladura y mejora el tiempo de retorno.
- Las especificaciones de estrecho diámetro y formulaciones con contenido de cera de Senatel Magnafrac maximizan el desempeño en el proceso de cargado del cartucho.
- Reduce potenciales explosiones de polvo sulfatados.
- Senatel Magnafrac es altamente resistente al agua, lo que minimiza el percolado y reduce el impacto medio ambiental.
- Se elimina la preocupación relacionada a la nitroglicerina y salud ocupacional por manipulación y almacenamiento.

Tabla 49: Desempeño del Senatel Magnafrac

Densidad	1,20-1,30 g/cm ³
Fuerza relativa en peso	92%
Fuerza relativa en volumen	136%
Velocidad de detonación	2,7-6,1 km/s
CO ₂ ³	133 kg/t

Fortel Tempus

Descripción

La emulsión encartuchada Fortel Tempus es un explosivo robusto y sensible a iniciador booster o emulsión sensible a un detonador

El explosivo es de color pardo y de una consistencia similar a la masilla.

Aplicación

Fortel Tempus es un explosivo encartuchado a prueba de agua, diseñado para aplicaciones de minería cielo abierto y como columna explosiva de densidad media en minería y trabajos de voladuras en general, en reemplazo de productos explosivos a granel. La alta velocidad de detonación y la naturaleza robusta de Fortel Tempus la hacen un producto ideal para voladuras en rocas competentes y con presencia de agua.

Los cartuchos de Fortel Tempus son empaquetados en film que se rompen durante el apisonamiento para maximizar el acoplamiento y la fuerza en volumen dentro del barreno.

Beneficios claves

- Fortel Tempus es una formulación efectiva de costo apropiada para un rango de aplicaciones de voladura.
- Fortel Tempus reduce los gases post voladura y mejora el tiempo de retorno.
- Reemplaza al ANFO en taladros con agua.
- Reduce potenciales explosiones de polvo sulfatados.
- Fortel Tempus es altamente resistente al agua, lo que minimiza el percolado y reduce el impacto medio ambiental.

- Se elimina la preocupación relacionada a la nitroglicerina y salud ocupacional por manipulación y almacenamiento.

Tabla 50: Desempeño del Fortel Tempus

Densidad	1,20-1,30 g/cm ³
Fuerza relativa en peso	92%
Volumen relativo	136%
Velocidad de detonación	2,7-6,1 km/t
CO ₂ ³	133 kg/t

Amex

Descripción

Amex es una mezcla balanceada entre nitrato de amonio poroso y combustible diesel, coloreado en rojo. Puede ser cargado en barrenos horizontales e inclinados y es suministrado en sacos de 25kg.

Aplicación

Amex es adecuado para ser usado en taladros secos y que permanecerán secos hasta la detonación. Amex puede ser usado como carga de columna en minería cielo abierto, subterránea o canteras y para trabajos de voladuras en general. Puede ser vertido o cargado neumáticamente dentro del barreno.

Beneficios claves

- Amex ofrece un desempeño confiable, con resultados consistentes.
- Fácil de cargar y productividad mejorada.
- Amex permite cargas totalmente acopladas para maximizar los resultados de las voladuras.
- Ofrece una reducida generación de humos post voladura lo que mejora el tiempo de retorno.
- Su coloración roja facilita su identificación.

Tabla 51: Desempeño del Amex

Densidad	0,80 g/cm ³
Velocidad de detonación	2,5-4,8 km/s
Fuerza relativa en peso	100%
Fuerza relativa en volumen	100%
CO ₂ ⁴	182 kg/t

III.6.2. Medios de iniciación

Exel Handidet

Descripción

Corresponde a un detonador compuesto por dos cápsulas y un tubo no eléctrico. Una de las cápsulas se utiliza en superficie para iniciar tubos no eléctricos, mientras que la otra se usa en el interior de los taladros tanto para iniciar boosters como explosivos encartuchados.

Los detonadores no eléctricos Exel Handidet están compuestos principalmente por 4 elementos:

- Cápsula de baja potencia (Fuerza 1), ensamblada al interior de un conector de superficie, diseñado para iniciar hasta seis tubos no eléctricos.
- Cápsula Fuerza 10, cuya función es iniciar la carga explosiva que va al interior del barreno.
- Tubo de choque de color naranja, componente que transmite la señal a la cápsula de retardo. En el momento que el tubo es iniciado, transmite interiormente una onda de choque de baja energía la cual inicia los retardos de ambas cápsulas.
- Etiqueta de retardo, elemento que indica el tiempo de retardo nominal de ambas cápsulas y el largo del detonador.

Exel Conectadet

Descripción

Corresponde a un detonador compuesto por una cápsula de baja potencia (Fuerza 1) ensamblada en un conector de superficie, cuya finalidad es conectar filas de un mismo disparo en voladuras donde los

pozos han sido primados con Exel Handidet o Exel MS. Otra modalidad que presenta Exel Conectadet es enrollado en carretes (formato de metraje largo), destinado a iniciar voladuras desde la zona de Seguridad.

Los detonadores no eléctricos Exel™ Conectadet están compuestos principalmente por 4 elementos:

- Cápsula de baja potencia (Fuerza 1), ensamblada al interior de un conector de superficie.
- Tubo de choque de color amarillo, componente que transmite la señal a la cápsula de retardo. En el momento que el tubo es iniciado, transmite interiormente una onda de choque de baja energía la cual inicia los retardos al interior de la cápsula.
- Etiqueta, elemento que indica el tiempo de retardo y el largo del detonador.
- Conector J, dispositivo que permite conectar el cordón detonante al tubo no eléctrico en caso que se requiera.

III.6.3. Detonador Eléctrico

Este producto es un accesorio del Sistema de Iniciación Eléctrico de cargas explosivas, que es capaz de convertir un impulso eléctrico en una detonación en un lapso de tiempo.

Consta de tres o cuatro partes fundamentales: Una cápsula de aluminio o cobre. Una carga explosiva compuesta por un explosivo secundario y uno primario. Un inflamador electro – pirotécnico y un elemento de retardo. El elemento inflamador va alojado en un dispositivo antiestático y soldado a dos alambres conductores cubiertos por un plástico semiconductor.

El color del plástico que cubre los alambres conductores está de acuerdo a un código que permite identificar el tipo de detonador.

Tipos:

En relación a la energía eléctrica necesaria para iniciar el detonador, estos se clasifican en:

Detonador de Sensibilidad Normal (SN).

Detonador Insensible (I)

Detonador Altamente Insensible (AI)

Especificaciones Técnicas:

Especificaciones Técnicas

Resistencia de presión hidrostática (3,5 kg/cm²) 4 horas

Insensibilidad al impacto (2 kg a 90 cm) No detona

Carga primaria PRIMTECMR 220 mg

Carga secundaria PETN 750 mg

Aplicaciones:

Se usa normalmente en la iniciación de líneas troncales de cordón detonante y en voladuras secundarias

III.6.4.Volumen de rocas a fragmentar

En el caso de la variante de profundización además de incluir el volumen de roca a fragmentar en el canal también se tiene en cuenta la roca a volar en la construcción de la nueva rampa de acceso.

Tabla 52: Volúmenes de roca a fragmentar en cada una de las variantes de drenaje

Variantes	Volumen a fragmentar con explosivos (in situ);m³
Variante de profundización	73.807,81
Canal al norte	70.997,69

CAPÍTULO IV: VALORACIÓN ECONÓMICA

En este capítulo, se hace una estimación de costos y gastos en los cuales se incurrirá para poder llevar a cabo la construcción de los canales de desagüe propuestos, luego de obtenidos los resultados se podrá definir cuál de las dos variantes es más conveniente económicamente.

IV.1. Categorización de los gastos

Los gastos se dividen en 2 grupos:

- Gastos directos
- Gastos indirectos.

Los gastos directos están relacionados de manera directa y estrechamente con la producción. Se categorizarán de acuerdo a su origen, es decir a partir de cada proceso tecnológico principal.

Gastos en las labores de destape, desbroce, carga y transporte del material.

Los gastos indirectos no están directamente relacionados con la producción son los gastos originados por planificación, servicios legales, investigación, impuestos entre otros.

IV.2. Gastos para la variante de profundización

El gasto de salario incluye todos los gastos relacionados con el pago de la mano de obra necesaria para cada una de las operaciones. El consumo de combustible fue calculado teniendo en cuenta el consumo horario de cada equipo. El cálculo de gasto por neumáticos y por mantenimiento se realiza teniendo en cuenta sistema de gestión de costos de la empresa de Canteras.

IV.2.1. Gastos por el desbroce

Tabla 53: Gastos por concepto de salario G_s

Puesto de trabajo	Cantidad Operadores	Salario mensual (\$/mes)	Tiempo de trabajo (meses)	Salario total (\$)
Operario del buldócer	2	567	0,27	306,18
Operario del cargador	1	537	0,13	69,81
Operario del camión	3	560	0,13	218,4
Total				59.439

Tabla 54: Gastos por concepto de combustible G_c

Equipos	Cantidad Equipos	Consumo horario (l/hora)	Horas Operación	Precio del litro (US\$)	Costo total
Buldócer	2	25	192	0,87	8.352
Cargador	1	15	96	0,87	1.252,8
Camión	3	10	96	0,87	2.505,6
Total					12.110,4

Gastos durante el desbroce

$$G_{dce} = G_s + G_c$$

$$G_{dce} = 594,39 + 12.110,4$$

$$G_{dce} = \$ 12.704,79$$

IV.2.2. Gastos originados por el destape

Tabla 55: Gastos por concepto de salario G_s

Puesto de trabajo	Cantidad Operadores	Salario mensual (\$/mes)	Tiempo de trabajo (meses)	Salario total (\$)
Operario de la excavadora	2	560	9,9	11.088
Operario del buldócer	1	567	9,9	5.613,3
Operario del camión	3	560	9,9	16.632
Total				33.333,3

Tabla 56: Gastos por concepto de combustible G_c

Equipos	Cantidad Equipos	Consumo horario (l/hora)	Horas Operación	Precio del litro (US\$)	Costo total
Excavadora	2	35	6.696	0,87	407.786,4
Buldócer	1	25	6.696	0,87	145.638
Camión	3	10	6.696	0,87	174.765,6
Total					728.190

Gastos durante el destape

$$G_{dpe} = G_s + G_c$$

$$G_{dpe} = 33.333,3 + 728.190$$

$$G_{dpe} = \$ 761.523,3$$

IV.2.3. Gastos originados por los trabajos de perforación y voladura

Estos trabajos son realizados por Explomat, la Empresa de Servicios Minero Geólogo, el costo del servicio es de 5,01 por m³ de roca volada, entonces se puede determinar que para un volumen de 73.807,81 m³ de roca in situ el gasto total es de:

$$G_{pv} = V_{roca} \times 5,01$$

$$G_{pv} = 73.807,81 \times 5,01$$

$$G_{pv} = \$ 369.777,13$$

IV.2.4. Gastos originados por la carga y transporte

Tabla 57: Gastos por concepto de salario G_s

Puesto de trabajo	Cantidad Operadores	Salario mensual (\$/mes)	Tiempo de trabajo (meses)	Salario total (\$)
Operario del cargador	2	537	1,43	1.535,82
Operario del Buldócer	1	567	1,43	810,81
Operario del camión	4	560	1,43	3.203,2
Total				5.549,83

Tabla 58: Gastos por concepto de combustible G_c

Equipos	Cantidad Equipos	Consumo horario (l/hora)	Horas Operación	Precio del litro (US\$)	Costo total
Cargador	2	15	1.032	0,87	26.935,2
Bulldócer	1	25	1.032	0,87	22.446
Camión	4	10	1.032	0,87	35.913,6
Total					85.294,8

Gastos durante la carga y transporte

$$G_{ct} = G_s + G_c$$

$$G_{ct} = 5.549,83 + 85.294,8$$

$$G_{ct} = \$ 90.844,65$$

IV.2.5. Gastos totales originados consumo de neumáticos

Tabla 59: Gastos totales por concepto de neumático G_n

Equipos	Cantidad Equipos	Consumo de neumático al año (U)	Costo de neumático(US\$)	Costo total
Cargador	2	1	5.000	10.000
Camión	4	2	500	4.000
Total				14.000

Gastos totales por consumo de neumático

$$G_n = \$ 14.000$$

IV.2.6. Gastos totales originados mantenimiento

Tabla 60: Gastos totales por concepto de mantenimiento Gm

Equipos	Cantidad Equipos	Mantenimiento planificado (h)	Costo por hora	Costo total
Bulldócer	2	1.785,8	10,62	37.930,39
Cargador	2	225,6	9,65	4.354,08
Excavadora	2	1.425,6	20,54	58.563,65
Camión	4	1.658	10,57	70.100,24
Total				170.948,36

IV.3. Gastos directos generales

$$G_d = G_{dce} + G_{dpe} + G_{pv} + G_{ct} + G_n + G_m$$

$$G_d = 12.704,79 + 761.523,3 + 369.777,13 + 90.844,65 + 14.000 + 170.948,36$$

$$G_d = \$ 1.419.798,23$$

IV.4. Gastos indirectos de la variante de profundización

$$G_i = G_d \times 0,12$$

$$G_i = 1.419.798,23 \times 0,12$$

$$G_i = \$ 170.375,79$$

IV.5. Gastos totales de la variante de profundización

$$G_t = G_d + G_i$$

$$G_t = 1.419.798,23 + 170.375,77$$

$$G_t = \$1.590.174$$

IV.6. Costo de la variante de profundización por m³

$$C = \frac{G_t}{V_{material}}$$

$$C = \frac{1.590.174}{361.424,54}$$

$$C = 4.40 \text{ \$/m}^3$$

IV.7. Gastos del canal al norte

Constituyen todos los gastos de salario, mantenimiento, consumo de combustible y neumáticos en las labores de desbroce, destape, perforación y voladura además de la carga y transporte de la roca.

IV.7.1. Gastos por el desbroce

Tabla 61: Gastos por concepto de salario G_s

Puesto de trabajo	Cantidad Operadores	Salario mensual (\$/mes)	Tiempo de trabajo (meses)	Salario total (\$)
Operario del buldócer	2	567	0,37	419,58
Operario del cargador	1	537	0,17	91,29
Operario del camión	3	560	0,17	285,6
Total				796,47

Tabla 62: Gastos por concepto de combustible G_c

Equipos	Cantidad Equipos	Consumo horario (l/hora)	Horas Operación	Precio del litro (US\$)	Costo total
Bulldócer	2	25	264	0,87	11.484
Cargador	1	15	120	0,87	1.566
Camión	3	10	120	0,87	3.132
Total					16.182

Gastos durante el desbroce

$$G_{dce} = G_s + G_c$$

$$G_{dce} = 796,47 + 16.182$$

$$G_{dce} = \$16.978,47$$

IV.7.2. Gastos originados por el destape

Tabla 63: Gastos por concepto de salario G_s

Puesto de trabajo	Cantidad Operadores	Salario mensual (\$/mes)	Tiempo de trabajo (meses)	Salario total (\$)
Operario de la excavadora	3	560	7	11.760
Operario del bulldócer	1	567	7	3.969
Operario del camión	3	560	7	11.760
Total				27.489

Tabla 64: Gastos por concepto de combustible G_c

Equipos	Cantidad Equipos	Consumo horario (l/hora)	Horas Operación	Precio del litro (US\$)	Costo total
Excavadora	3	35	5.064	0,87	462.596,4
Bulldócer	1	25	5.064	0,87	110.142
Camión	3	10	5.064	0,87	132.170,4
Total					704.908,8

Gastos durante el destape

$$G_{dpe} = G_s + G_c$$

$$G_{dpe} = 27.489 + 704.908,8$$

$$G_{dpe} = \$ 732.397,8$$

IV.7.3. Gastos originados por los trabajos de perforación y voladura

En el acápite anterior se expone el costo de estas operaciones, en este caso el volumen es de 70.997,69 m³ de roca in situ

Gasto total de roca volada

$$G_{pv} = V_{roca} \times 5,01$$

$$G_{pv} = 70.997,69 \times 5,01$$

$$G_{pv} = \$ 355.698,43$$

IV.7.4. Gastos originados por la carga y transporte

Tabla 65: Gastos por concepto de salario G_s

Puesto de trabajo	Cantidad Operadores	Salario mensual (\$/mes)	Tiempo de trabajo (meses)	Salario total (\$)
Operario del cargador	1	537	2,73	1.466,01
Operario del Buldócer	1	567	2,73	1.547,91
Operario del camión	3	560	2,73	4.586,4
Total				7.600,32

Tabla 66: Gastos por concepto de combustible G_c

Equipos	Cantidad Equipos	Consumo horario (l/hora)	Horas Operación	Precio del litro (US\$)	Costo total
Cargador	1	15	1.968	0,87	25.682,4
Buldócer	1	25	1.968	0,87	42.804
Camión	3	10	1.968	0,87	51.364,8
Total					119.851,2

Gastos durante la carga y transporte

$$G_{ct} = G_s + G_c$$

$$G_{ct} = 7.600,32 + 119.851,2$$

$$G_{ct} = \$ 127.451,52$$

IV.7.5. Gastos totales originados consumo de neumáticos

Tabla 67: Gastos totales por concepto de neumático G_n

Equipos	Cantidad Equipos	Consumo de neumático al año (U)	Costo de neumático(US\$)	Costo total
Cargador	1	1	5.000	5.000
Camión	3	2	500	3.000
Total				8.000

Gastos totales por consumo de neumático

$$G_n = \$ 8.000$$

IV.7.6. Gastos totales originados mantenimiento

Tabla 68: Gastos totales por concepto de mantenimiento G_m

Equipos	Cantidad Equipos	Mantenimiento planificado (h/año)	Costo por hora	Costo total
Bulldócer	2	1.464	10,62	31.095,36
Cargador	1	422,4	9,65	4.038,14
Excavadora	3	1.012,8	20,54	62.408,74
Camión	3	1.435,2	10,57	45.510,19
Total				143.052,43

V.7.7. Gastos directos de la variante al norte del yacimiento

$$G_d = G_{dce} + G_{dpe} + G_{pv} + G_{ct} + G_n + G_m$$

$$G_d = 16.978,47 + 732.397,8 + 355.698,43 + 127.451,52 + 8.000 + 143.090,45$$

$$G_d = \$1\,383.616,672$$

IV.8. Gastos indirectos de la variante al norte del yacimiento

$$G_i = G_d \times 0,12$$

$$G_i = 1.383.616,672 \times 0,12$$

$$G_i = \$166.034,0$$

IV.9. Gastos totales de la variante al norte del yacimiento

$$G_t = G_d + G_i$$

$$G_t = 1.383.616,672 + 166.034,0$$

$$G_t = \$\,1.549.650,67$$

IV.10. Costo de la variante al norte del yacimiento por m³

$$C = \frac{G_t}{V_{material}}$$

$$C = \frac{1.549.650,67}{376.239}$$

$$C = 4.12 \text{ \$/m}^3$$

Después de calculados los costos de implementación de las dos variantes diseñadas, se determina que la variante más viable técnica-económicamente es la construcción de un canal al norte del yacimiento La Molina con costo de 4.12 \$/m³ y un período de construcción de aproximadamente 310 días, mientras que la variante de profundización tiene un período de implementación de 352 días con costo de 4,40 \$/m³.

CAPÍTULO V PROTECCIÓN E HIGIENE DEL TRABAJO

V.1. Medidas de seguridad para la Cantera

- Todo trabajador de nuevo ingreso tiene que ser instruido con respecto a la seguridad e higiene del trabajo y recibir un chequeo médico.
- Se prohíbe la circulación de personal ajeno a la actividad sin un acompañante instruido.
- Se prohíbe la circulación de personal en la actividad bajo los efectos del alcohol, alucinógenos o sedantes.
- Se prohíbe la circulación de personal sin los medios de protección adecuados.
- Se prohíbe subir o acercarse a cualquier equipo en funcionamiento, sin que el operador lo haya percibido.
- Se prohíbe permanecer en el exterior de cualquier equipo minero en funcionamiento.
- Se prohíbe operar equipos a personas que no tengan la calificación y los permisos requeridos.
- Se prohíbe operar equipos con defectos técnicos y con la ausencia de algunas de sus partes.
- Todos los equipos deben de poseer sus correspondientes medidas de extinción de incendio.
- En época de seca hay que regar convenientemente con agua los caminos para evitar el polvo.

V.2. Medidas generales de seguridad del trabajo

La Empresa Canteras en La Habana tiene como tarea principal asegurar la salud y seguridad del recurso humano, la cual implementa las medidas dirigidas a la satisfacción y mejoramiento de las condiciones de vida y de trabajo de los trabajadores, cumpliendo los requerimientos legales establecidos.

Medidas de seguridad para el trabajo con buldócer

- Se prohíbe operar los equipos con fallas en los sistemas de seguridad de los mismos.

- Se prohíbe pasar a una distancia menor de 10.0 m, por detrás de los equipos trabajando.
- Se prohíbe trabajar en los bordes de los taludes que sean inestables o con altura mayor de 10.0 m.
- No transportar personas en la cabina ni en las parrillas laterales.

Medidas de seguridad en los camiones

Aparte de las medidas de seguridad reguladas en el código de tránsito, los choferes observarán las siguientes:

- No se puede adelantar a otro vehículo de transporte en movimiento.
- En tiempos lluviosos o de mucho polvo, se reducirá la velocidad al mínimo, al cruzarse con otros.
- No se acercará durante la descarga menos de 4.0 m, a los bordes de los taludes que tengan una altura mayor de 4.0 m.
- No se desplazará el vehículo, con el volteo levantado.
- No se permite llevar personas fuera de la cabina.

V.3. Obras de protección y medidas para evitar que los camiones salgan de la vía

- En todos los trayectos rectos de la vía a media ladera, la inclinación para el drenaje lateral será hacia adentro, con una pendiente entre 1.6 y 2%.
- En todos los bordes exteriores de los tramos de caminos a media ladera, se hará una berma de no menos de 2.0 m de ancho y 1.5 m de altura adecuadamente conformada.
- En todos los bordes exteriores de los tramos de camino, con cuestas a ambos laterales, se harán sendas cunetas entre las bermas y la vía.
- En todos los bordes exteriores de los tramos de camino, con cuestas a ambos laterales, se harán sendas berma de no menos de 2.0 m de ancho y 1.5 m de altura adecuadamente conformadas.

V.4. Medidas de seguridad para el trabajo con las retroexcavadoras y cargadores

- No se permiten personas ni equipos, en el área de trabajo de las excavadoras en operación, con excepción de los camiones que se estén cargando.
- Las excavadoras deben de trabajar sobre plataformas aplanadas y compactadas.
- No se trabajará en taludes mayores de 10.0 m cuando existan grietas o zonas inestables.
- En tiempo de tormentas eléctricas o vientos fuertes se tomarán medidas de protección.
- El traslado de una retroexcavadora solo puede realizarse bajo la supervisión de jefe de turno u otra persona calificada.
- Las retroexcavadoras deben de estar provistas de señalización sonora para indicar el inicio y fin de cada operación a realizar.

V.5. Medidas de seguridad para el trabajo con explosivos

- El transporte de explosivos se realizará por una persona autorizada en vehículos especialmente diseñados para este propósito. Estos medios de transporte llevarán señales especiales para distinguirlos de otros vehículos
- La cantidad de explosivo transportada será la precisa para su uso inmediato
- La carga de las S.E debe realizarse bajo la supervisión de una persona calificada (Artillero)
- Debe existir un mecanismo de alarma para evacuar al personal del frente en caso de accidente durante el proceso de carga
- El artillero debe ser el primero en entrar a la zona después del disparo, comprobando que el explosivo se ha consumido y han detonado todos los taladros
- En caso de fallar algún taladro, se perforará un taladro paralelo y a una distancia de 20 cm., una vez cargado se disparará.

Tabla 69: Relación entre el trabajador y los medios de protección

Lugar del cuerpo	Medios de protección	Requisitos que deben cumplir los medios de protección
Cabeza	Cascos protectores para reducir el impacto de los objetos que caigan de alturas más o menos elevados.	Resistentes a impactos, al fuego, a la humedad, peso ligero, aislamiento de la electricidad.
Oídos	Tapones de oídos, orejeras o cascos protectores contra ruidos.	Que atenúen el sonido, que tengan confort y durabilidad, que no tengan impactos nocivos sobre la piel, que conserven la palabra clara y que sean de fácil manejo.
Ojos y cara	Gafas protectoras, pantallas, viseras, caretas protectoras y espejuelos.	Protección adecuada para el riesgo específico que fue diseñado, comodidad en el uso, ajuste perfecto y sin interferencia en los movimientos, durabilidad y facilidad de higienización.
Manos y brazos	Guantes, almohadillas, protectores de brazos, mangas y protectores de dedos.	Que estén reforzados para proteger al trabajador contra las llamas, calor y cortaduras. En caso de existir, de ácidos, grasas y gasolina.
Tórax	Delantales de piel, de goma sintética y para ácidos.	Deben de proteger contra chispas, cortaduras pequeñas y protección contra agua y tierra.
Pies y piernas	Botas de corte alto, tobilleras, polainas, almohadillas.	Casquillos de acero para los pies, antichispas y deben resistir las descargas eléctricas.
Vías respiratorias	Respiradores con filtro para polvo, máscara con filtro para gases.	Deben de estar acordes con el elemento contaminante y el puesto de trabajo. No deben ser objetos que impidan que el trabajador realice sus actividades.

CONCLUSIONES

1. Las condiciones hidrogeológicas del yacimiento La Molina no exigen bombeo mecanizado para la evacuación de las aguas.
2. Para evacuar las aguas que fluyen durante la explotación del yacimiento “La Molina” a partir de la cota +80,00 m se seleccionó la variante de drenaje a través de un canal ejecutado al norte del yacimiento la Molina de longitud alrededor de 600 m y pendiente longitudinal de 1 %.
3. Alrededor del 20 % del volumen de construcción del canal se utilizará como mineral útil para producir materiales para la construcción.
4. La variante seleccionada para el drenaje del yacimiento La Molina ahorra alrededor de 0,28 \$/m³ durante su ejecución y evita la demolición de varios objetos de obras importantes.

RECOMENDACIONES

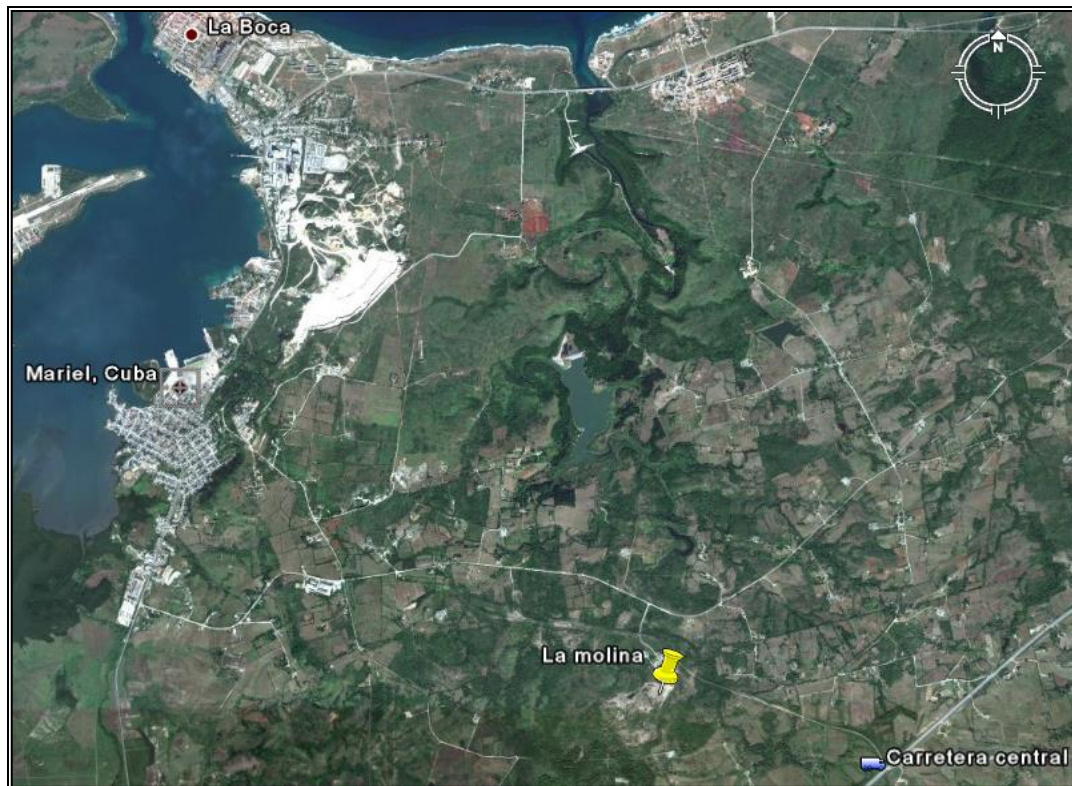
1. Realizar la exploración geológica detallada para definir las reservas minerales y las características físico-mecánicas de las rocas en el la zona de construcción del canal al norte del yacimiento La Molina.
2. Para la construcción del canal propuesto se debe realizar un levantamiento topográfico a escala 1:500 del área de localización del canal.
3. El equipamiento disponible para la extracción en el yacimiento La Molina no es suficiente para la construcción del canal, por ello se sugiere su contratación a una tercera entidad.

BIBLIOGRAFÍA

1. De la Barrera, Alina. *Informe de evaluación de calizas para la molina*, 1991. 77 p.
2. EMPRESA DE CANTERAS. *Balance de recursos*. La Habana, 2014.10 p.
3. EMPRESA DE CANTERAS. *Levantamiento topográfico de Diciembre*. La Habana, 2014.
4. EMPRESA DE CANTERAS. *Ficha de costos, índice de consumos, precios de combustible y neumáticos*. La Habana, 2014.
5. EMPRESA DE CANTERAS. *Tarea técnica de exploración orientativa y detallada del yacimiento La Molina*. La Habana, 1991.75 p.
6. Fernández, R; et al. *Drenaje en explotaciones mineras*, 1994.36 p.
7. Herrera, J; Urbina, F. *Introducción al drenaje de explotaciones mineras Laboreo II y Explosivos*, 2007.
8. Joseph, A. *Operaciones en minas a cielo abierto*, 2012.
9. Molina, Redames. *Informe Final Trabajos de Exploración Orientativa y Detallada Yacimiento La Molina*, 1987.
10. Otaño Noguel, José. *Perforación de Rocas con Explosivos*. Editorial Félix Varela. La Habana, 1998.
11. Sánchez, L. *Drenaje de minas a cielo abierto*. Sao Paulo, 2006.
12. ULAEX. *Fichas técnicas de las Sustancias Explosivas*. La Habana, 2010.

ANEXOS

Anexo 1: Vista satelital de la ubicación del yacimiento La Molina



Anexo 2: Vista satelital del yacimiento La Molina



Anexo 3: Planta de Beneficio Molina 1



Anexo 4: Planta de Beneficio Molina 2



Anexo 5: Planta de Beneficio Molina 3



Anexo 6: Camión Volvo-Rossetti FM440. Tomada por el autor.



Anexo 7: Camión Randon. Tomada por el autor.



Anexo 8: Cargador Volvo L-220 G. Tomada por el autor.



Anexo 9: Cargador Volvo L-120 F. Tomada por el autor.



Anexo 10: Excavadora Liebherr. Tomada por el autor.



Anexo 11: Excavadora New Holland. Tomada por el autor.



Anexo 12: Buldócer Chetra. Tomada por el autor.



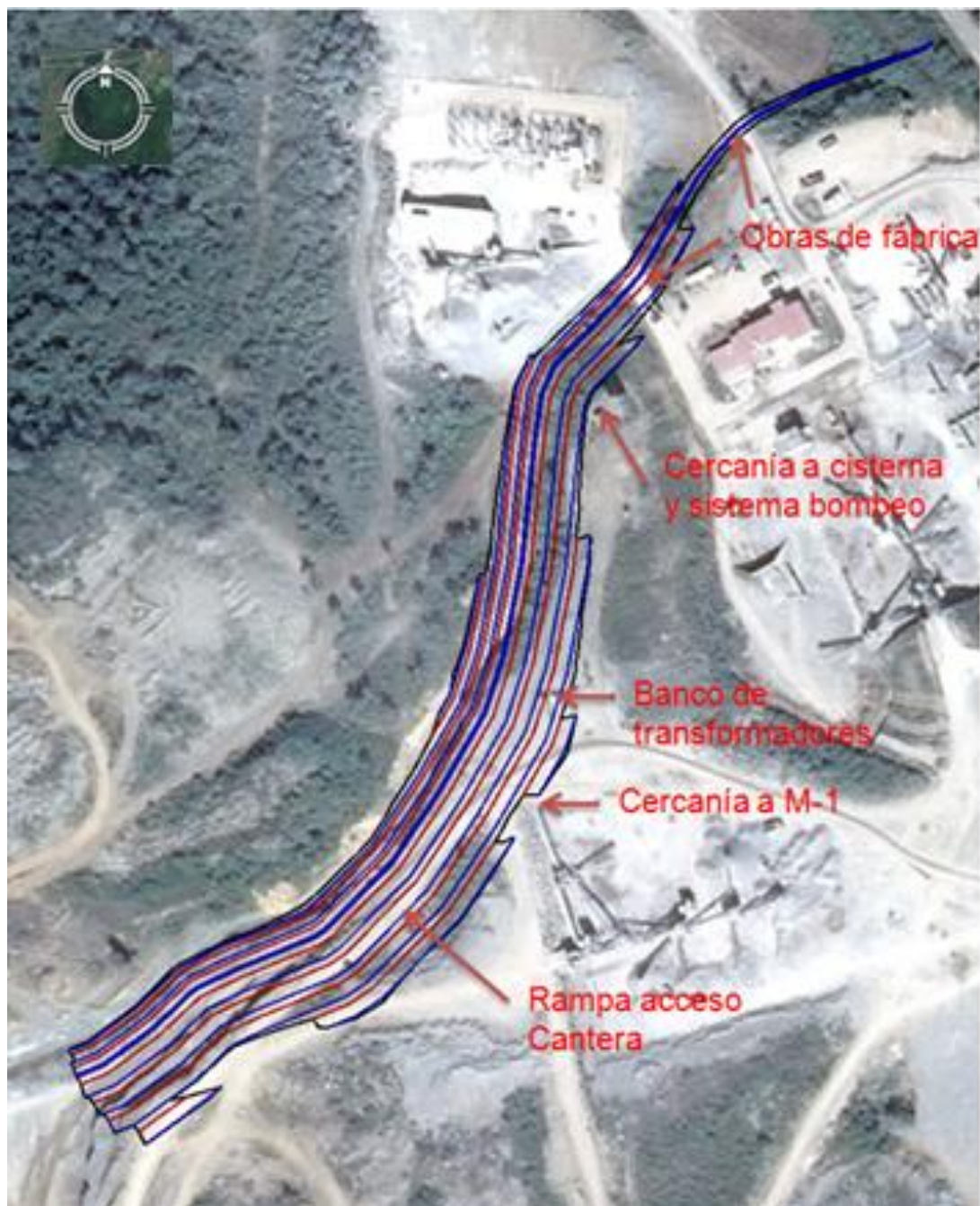
Anexo 13: Buldócer Shantui. Tomada por el autor.



Anexo 14: Canal actual de drenaje. Tomada por el autor.



Anexo 15: Afectaciones en el diseño del canal de profundización



Anexo 16: Afectaciones a la Cisterna e instalaciones de bombeo



Anexo 17: Afectaciones a obras de fábrica acceso principal a Molina-3



Anexo 18: Banco de transformadores y cercanía a la Planta Molina-1



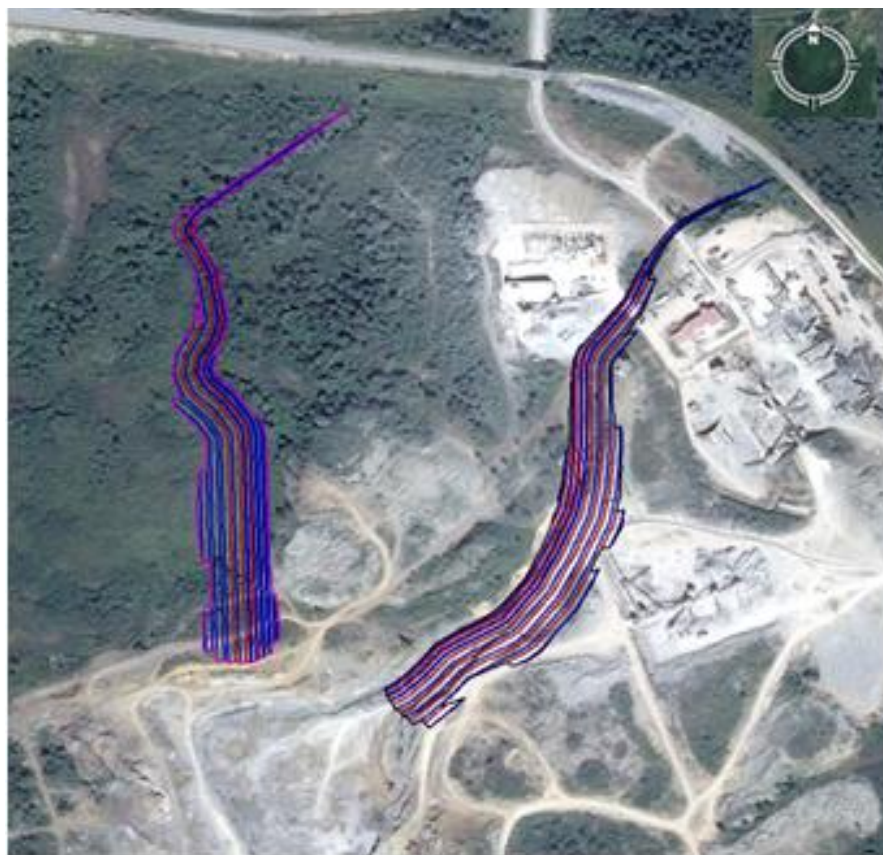
Anexo 19: Ubicación de la nueva rampa de acceso a la Cantera



Anexo 20: Vista satelital señalando zona de construcción del canal al norte



Anexo 21: Profundización del canal actual y el Canal al Norte



Anexo 22: Perforadoras neumáticas Atlas Copco. Tomada por el autor.



Anexo 23: Senatel Magnafrac



Anexo 24: Fortel Tempus



Anexo 25: Amex



Anexo 26: Exel Handidet de 25 ms



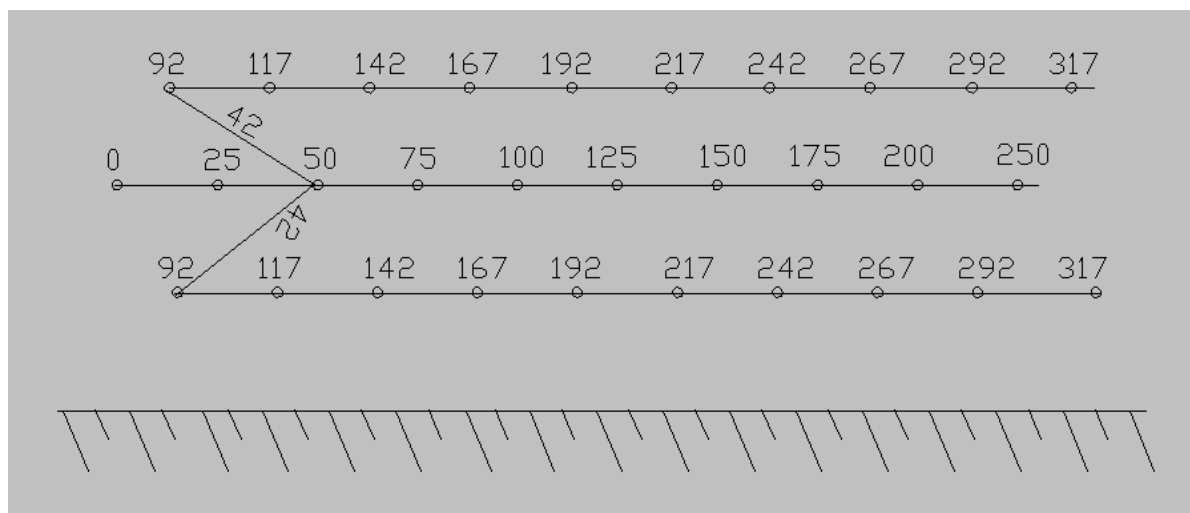
Anexo 27: Exel Conectadet de 42 ms



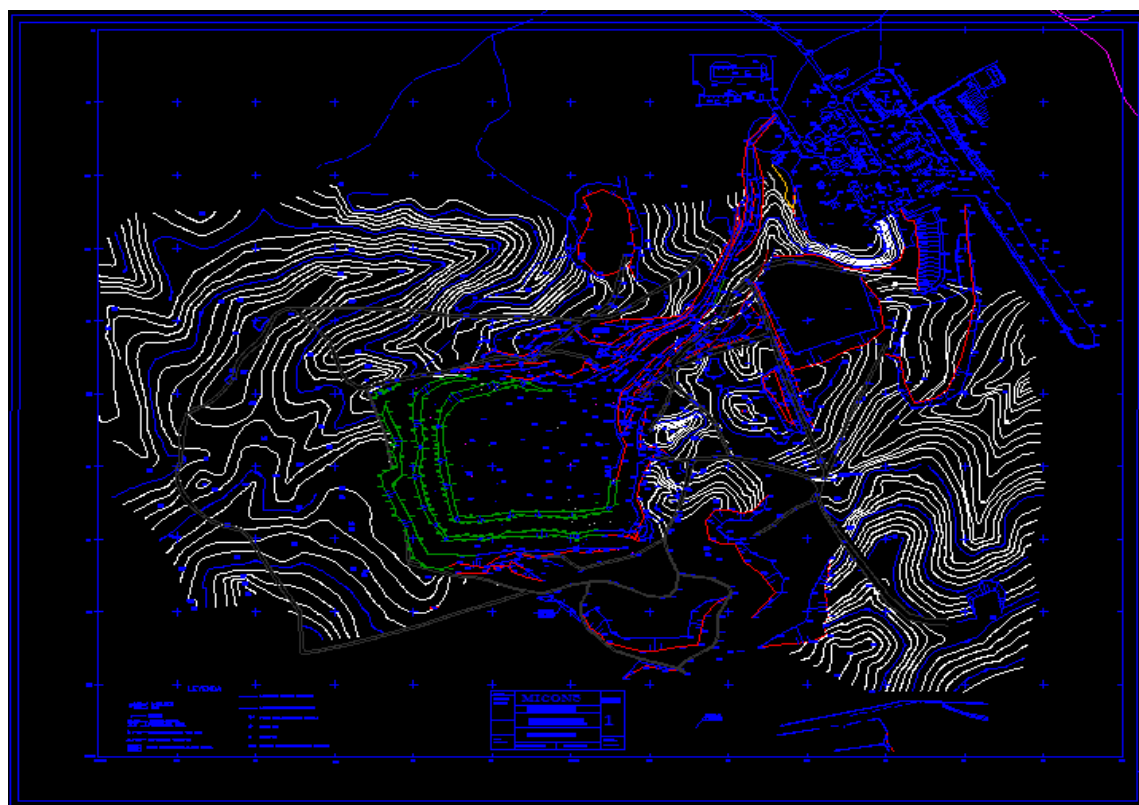
Anexo 28: Detonador eléctrico



Anexo 29: Esquema de iniciación de la voladura en v y salida central



Anexo 30: Plano topográfico del yacimiento La Molina con cierre 2014



Anexo 31: Principales indicadores resultantes del diseño de los canales de drenaje

Indicadores	Profundización del canal	Canal al norte
Volumen de movimiento de tierra (m ³ in situ)	164.466,61	177.494,2
Distancia a la escombrera (km)	1	0,5
Volumen a fragmentar con explosivos (m ³ in situ)	65.786,76	70.997,69
Volumen de accesos (m ³ in situ)	15.000	30.000
Área a desbrozar (m ²)	15.305,04	21.618