



UNIVERSIDAD DEL AZUAY

FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA

ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS

“Propuesta de diseño y factibilidad económica para la explotación de la fase II de la concesión minera Llatcón, Cuenca - Azuay”

Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:

INGENIERO EN MINAS

Autor:

CHRISTIAN ANDRÉS CABRERA DURÁN

Director:

LEONARDO ANÍBAL NÚÑEZ RODAS

CUENCA, ECUADOR

2023

DEDICATORIA

Esta tarea la dedico **a mi Dios**, quien me ha permitido llegar a este punto tan importante en mi vida, por haberme brindado la sabiduría y fortaleza para continuar en momentos difíciles y por las bendiciones que como padre nos brinda cada día.

A mis padres por nunca dejarme desamparado y llevarme de la mano durante todo este tiempo, a mi papá Francisco por haber hecho todos los esfuerzos posibles para que pueda salir adelante, dándome el gran ejemplo de que la constancia y perseverancia pueden hacerme llegar muy lejos; a mi mamá Marlene quien siempre estuvo pendiente de que cumpla con todos mis deberes y obligaciones dentro y fuera del ámbito académico, enseñándome que siempre debo dar lo mejor de mí en todas las actividades que lleve a cabo.

A mi hermano Juan Francisco por estar siempre a mi lado siendo uno de los pilares fundamentales en mi vida, por apoyarme incondicionalmente en cada momento y por el cariño y respeto que me demuestra día a día.

A mis abuelos, que aun estando separados por la distancia nunca dejaron de preocuparse y apoyarme con sus palabras de aliento y sus rezos diarios, para que todo lo que realice sea guiado por el buen camino y me vaya de la mejor manera, siempre pidiendo que esté bajo protección de nuestro Dios.

Una dedicatoria en especial a mi tío P. Rafael Cabrera y mi madrina Margarita Puente, que fueron como mis segundos papás, nunca me dejaron sin su cuidado y protección cuando más los necesitaba, me guiaron de la mejor manera posible, siendo firmes y cariñosos a la vez, haciéndome ver que siempre voy a poder lograr lo que me proponga y nunca me conforme con nimiedades. Les guardo un gran espacio en mi corazón.

Dedicado a todos ellos con cariño.

AGRADECIMIENTOS

Este trabajo de tesis es el resultado de todos mis años de estudio llenos de esfuerzo, dedicación y perseverancia y, no solo mío, sino también de todas las personas que estuvieron conmigo durante todo este proceso de aprendizaje y formación académica; por eso es preciso agradecer, primero **a Dios** por haberme dado la vida y brindado salud y esperanza en momentos de flaqueza.

A mis padres, ya que sin ellos nada de esto hubiera sido posible; por haberme acompañado desde los inicios de mis estudios, brindándome el estudio en las mejores instituciones, porque fueron ellos quienes me guiaron por el camino del bien, inculcándome buenos valores y moldeándome para llegar a ser lo que hoy en día soy.

A mi hermano, que estuvo para acompañarme en las noches de desvelo, que siempre me apoyo con lo que necesitara y sin importar las circunstancias me ofreció su cariño desinteresado.

A mis amigos que siempre estuvieron en los momentos de alegría y tristeza, dispuestos a ofrecerme su ayuda y apoyo incondicional.

A mis profesores, por habernos compartido sus conocimientos y haber tenido la paciencia y sabiduría para poder formarnos como buenos profesionales, capaces de afrontar cualquier obstáculo que se nos presente en el futuro en la vida laboral.

Muy agradecido con todos,

ÍNDICE DE CONTENIDO

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTOS	iii
ÍNDICE DE FIGURAS	viii
ÍNDICE DE TABLAS	x
ÍNDICE DE ANEXOS	xi
RESUMEN	xii
ABSTRACT	xiii
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO 1	2
1.Marco teórico	2
1.1 Planeación minera	2
1.1.1 Método de explotación	3
1.1.2 Límites finales	4
1.1.3 Secuencia de explotación	4
1.2 Minería a cielo abierto	4
1.3 Recursos y reservas mineras	5
1.3.1 Recurso minero	5
1.3.2 Recurso identificado	5
1.3.3 Reserva minera	5
1.4 Cálculo de reservas	6
1.4.1 Métodos clásicos o geométricos	6
1.4.2 Métodos geoestadísticos	7
1.5 Explotación a cielo abierto	7
1.6 Canteras	7
1.7 Sistemas de explotación	8
1.7.1 Explotación de canteras	8
1.7.2 Parámetros y factores que se deben tomar en cuenta	8
1.7.3 Estabilidad de taludes	10

1.7.4	Principales parámetros geométricos que configuran el diseño de una explotación a cielo abierto	11
1.7.5	Propiedades que influyen en la estabilidad de taludes	13
1.8	Clasificación geomecánica de rocas	16
1.9	Modelo de bloque	17
1.10	Sistema operativo.....	17
1.10.1	Arranque.....	17
1.10.2	Carguío.....	18
1.10.3	Transporte	18
1.11	Maquinaria minera y costos	18
1.11.1	Unidad de arranque	18
1.11.2	Unidad de carguío	19
1.10.3	Unidad de transporte	19
CAPÍTULO 2.....		21
2.EVALUACIÓN DE LA SITUACIÓN ACTUAL DE LA CANTERA		21
2.1	Evaluación de la situación actual	21
2.2	Descripción de la zona de estudio	21
2.3	Ubicación geográfica.....	22
2.3.1	Vía de acceso.....	23
2.3.2	Área y coordenadas.....	24
2.3.3	Propietarios y colindantes de la zona de extracción.....	25
2.4	Geología	26
2.4.1	Geología regional y local	26
2.5	Levantamiento topográfico a detalle	28
2.5.1	Base topográfica de partida.....	28
2.5.2	Topografía.....	29
2.6	Determinación de las propiedades físicas y mecánicas del material.....	32
2.6.1	Densidad aparente y real del suelo.....	32
2.6.2	Porosidad de la muestra	34
2.6.3	Cohesión.....	34
2.6.4	Ángulo de fricción.....	35
2.7	Cálculo de reservas de la fase II.....	36
2.8	Generalidades para el dimensionamiento de la maquinaria	36
2.9	Equipos y señalética de seguridad.....	37

CAPÍTULO 3	42
3.DISEÑO DE EXPLOTACIÓN	42
3.1 Planificación de la explotación.....	42
3.2 Variables a tomar en cuenta en el diseño	43
3.2.1 Diseño de la cantera	43
3.2.2 Estudio geofísico y geotécnico	45
3.2.2.1.2 Segunda línea sísmica.....	49
3.2.3 Análisis del peligro sísmico de la zona de estudio.....	50
3.2.4 Análisis de estabilidad de talud.....	52
3.2.5 Acuerdos con los dueños de las tierras	56
3.3 Descripción de la metodología de explotación.....	56
3.3.1 Determinación de parámetros de explotación.....	57
3.4 Alternativas de diseño previas al diseño óptimo	61
3.5 Diseño de etapas de explotación.....	62
3.5.1 Primera etapa de explotación	62
3.5.2 Segunda etapa de explotación	64
3.5.3 Tercera etapa de explotación.....	65
3.5.4 Cuarta etapa de explotación	66
3.5.5 Quinta etapa de explotación	67
3.5.6 Sexta etapa de explotación	68
3.5.7 Séptima etapa de explotación.....	69
3.5.8 Octava etapa de explotación.....	70
3.5.9 Novena etapa de explotación	71
CAPÍTULO 4	72
4.ANÁLISIS DE RESULTADOS	72
4.1 Análisis del diseño ejecutado	72
4.2 Presentación del diseño óptimo	72
CAPÍTULO 5	74
5.FACTIBILIDAD ECONÓMICA	74
5.1 Costos y gastos	74
5.2 Precio de venta del material	76
5.3 Producción mensual de la II fase.....	76

5.4 Rentabilidad económica	76
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	78
RECOMENDACIONES	79
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	80
ANEXOS	84

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Unidad de arranque.....	18
Figura 1.2 Unidad de carguío.....	19
Figura 1.3 Unidad de transporte.....	20
Figura 2.1 Área de la concesión minera Llatcón	22
Figura 2.2 Ubicación cantera Llatcón.....	23
Figura 2.3 Vía de acceso a la cantera Llatcón.....	24
Figura 2.4 Extensión total de la cantera.....	25
Figura 2.5 Propietarios de los terrenos colindantes a la cantera.....	26
Figura 2.6 Mapa de la formación Yunguilla.....	27
Figura 2.7 Ubicación de los puntos de traslado de la red geodésica a la cantera.	29
Figura 2.8 Topografía cantera Llatcón.....	30
Figura 2.9 Topografía del proyecto de ampliación.....	31
Figura 2.10 Topografía en 3D para diseño	31
Figura 2.11 Corte topográfico SUR OESTE – NOR ESTE.....	32
Figura 2.12 Corte topográfico NOR OESTE - SUR ESTE	32
Figura 2.13 Cálculo fricción interna	35
Figura 2.14 Equipos de protección dentro de la cantera Llatcón.....	38
Figura 2.15 Croquis de la cantera con ubicación de señalética	41
Figura 3.1 Cálculo del factor de seguridad	44
Figura 3.2 Sismograma generado LS-1	47
Figura 3.3 Línea de disparo LS-1	47
Figura 3.4 Sismograma generado LS-2	49
Figura 3.5 Línea de disparo LS-2	49
Figura 3.6 Tipo de suelo determinado	51
Figura 3.7 Dirección propuesta para el nuevo diseño de explotación	57
Figura 3.8 Diseño de talud	61
Figura 3.10 Primera etapa de explotación.....	63
Figura 3.11 Dibujo 3D de la primera etapa de explotación	63
Figura 3.12 Segunda etapa de explotación.....	64

Figura 3.13 Dibujo 3D de la segunda etapa de explotación.....	64
Figura 3.14 Tercera etapa de explotación	65
Figura 3.15 Dibujo 3D de la tercera etapa de explotación.....	65
Figura 3.16 Cuarta etapa de explotación.....	66
Figura 3.17 Dibujo 3D de la cuarta etapa de explotación.....	66
Figura 3.18 Quinta etapa de explotación	67
Figura 3.19 Dibujo 3D de la quinta etapa de explotación.....	67
Figura 3.20 Sexta etapa de explotación	68
Figura 3.21 Dibujo 3D de la sexta etapa de explotación	68
Figura 3.22 Séptima etapa de explotación	69
Figura 3.23 Dibujo 3D de la séptima etapa de explotación	69
Figura 3.24 Octava etapa de explotación	70
Figura 3.25 Dibujo 3D de la octava etapa de explotación	70
Figura 3.26 Novena etapa de explotación.....	71
Figura 3.27 Dibujo 3D de la novena etapa de explotación.....	71
Figura 4-1 Diseño final de la fase II	73

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1 Coordenadas cantera Llatcón PSAD 56.....	24
Tabla 2.2 Coordenadas cantera Llatcón WGS 84	25
Tabla 2.3 Puntos geodésicos trasladados	28
Tabla 2.4 Especificaciones de la retroexcavadora de la cantera Llatcón.	37
Tabla 2.5 Especificaciones técnicas de la excavadora de la cantera Llatcón.....	37
Tabla 2.6 Colores de señalización usados en seguridad industrial	39
Tabla 2.7 Señalética de prohibición presente en la cantera Llatcón	39
Tabla 2.8 Señalética de prevención presente en la cantera Llatcón	40
Tabla 2.9 Señalética de emergencia presente en la cantera Llatcón	40
Tabla 2.10 Señalética de obligación presente en la cantera Llatcón.....	41
Tabla 3.1 Parámetros geomecánicos	53
Tabla 3.2 Recomendaciones respecto a pendientes a trabajar en taludes.	54
Tabla 3.3 Restricciones para el diseño de explotación.....	61
Tabla 4.1 Resumen de volúmenes por etapa	73
Tabla 5.1 Costos de producción	74
Tabla 5.2 Gastos de la empresa.....	75

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1. Ubicación de la cantera Llatcón	84
Anexo 2. Formaciones presentes en la cantera Llatcón	85
Anexo 3. Topografía de la cantera Llatcón.....	86
Anexo 4. Toma de muestras	86
Anexo 5. Ubicación de la toma de muestras	87
Anexo 6. Estado actual de la cantera.	87
Anexo 7. Trituración de muestras	88
Anexo 8. Cuarteo de muestras.	88
Anexo 9. Determinación de la densidad del material.	89
Anexo 10. Toma de líneas sísmicas	89


**“PROPUESTA DE DISEÑO Y FACTIBILIDAD ECONÓMICA
PARA LA EXPLOTACIÓN DE LA FASE II DE LA CONCESIÓN
MINERA LLATCÓN, CUENCA - AZUAY”**

RESUMEN

El cantón Cuenca, tiene una alta demanda de materiales de mejoramiento, dentro de la obra pública y privada. Para ello, existen libres aprovechamientos que aportan un considerable volumen de materiales; sin embargo, aun así, no es suficiente para cubrir la demanda. Es por eso, que es necesario aprovechar todas las canteras, e incluso renovar los permisos para aprovechar todo el material otorgado como es el caso de la Fase II de la concesión minera Llatcón, en donde se propuso un diseño de explotación y se realizó un análisis de su factibilidad económica.

El resultado que se obtuvo de esta propuesta fue un diseño con 9 bancos descendentes, con las siguientes dimensiones: 6 m de altura, 5 m de ancho de berma y un ángulo de talud en trabajo de 53°; además se obtuvo un volumen explotable de 356206.3 m³ con una producción de 450 m³ por día, lo cual indica una vida útil de 792 días. Además, se determinó que si es económicamente factible su explotación.

Palabras clave: Cantera, áridos, pétreos, diseño de explotación, factibilidad económica.



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas
Director del Trabajo de Titulación



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas
Coordinador de Escuela



Christian Andrés Cabrera Durán
Autor

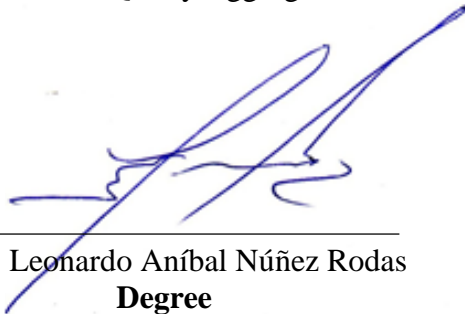
**“DESIGN PROPOSAL AND ECONOMIC FEASIBILITY FOR THE
EXPLOITATION OF PHASE II OF THE MINING CONCESSION OF
LLATCÓN, CUENCA - AZUAY”**

ABSTRACT

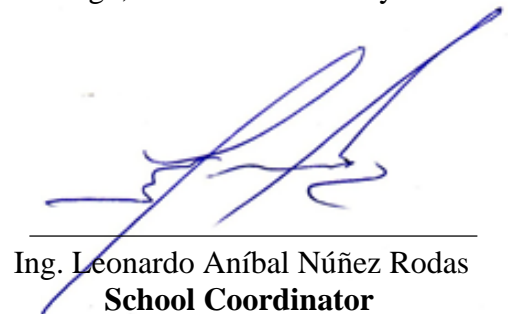
The Cuenca canton has a high demand for improvement materials, within public and private works. For this, there are free uses that provide a considerable volume of materials; However, even so, it is not enough to cover the demand. That is why it is necessary to take advantage of all the quarries, and even renew the permits to take advantage of all the material granted, as is the case of Phase II of the Llatcón Mining Concession, where an exploitation design was proposed and an analysis of its economic feasibility.

The result obtained from this proposal was a design with 9 descending benches, with the following dimensions: 6 m high, 5 m wide berm and a working slope angle of 53°; In addition, an exploitable volume of 356206.3 m³ was obtained with a production of 450 m³ per day, which indicates a useful life of 792 days. In addition, it was determined that its exploitation is economically feasible.

Keywords: Quarry, aggregates, stone, exploitation design, economic feasibility



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas
Degree



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas
School Coordinator



Christian Andrés Cabrera Durán
Author

Christian Andrés Cabrera Durán

Trabajo de titulación

Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Julio, 2023

**“PROPUESTA DE DISEÑO Y FACTIBILIDAD ECONÓMICA PARA LA
EXPLOTACIÓN DE LA FASE II DE LA CONCESIÓN MINERA
LLATCÓN, CUENCA - AZUAY”**

INTRODUCCIÓN

El motivo de la realización de la presente investigación surge debido a que en nuestro cantón Cuenca se utiliza una gran cantidad de material pétreo para diversas actividades y el mercado actual no solventa la gran demanda solicitada; lo que ha provocado que el material sea traído de otros sitios que están fuera de nuestro cantón, lo cual hace que tenga un mayor costo de venta al público.

Los objetivos que se plantearon en el presente trabajo fueron, en primer lugar, realizar un diseño óptimo de la explotación para la segunda fase del libre aprovechamiento. Para ello, se comenzó con una caracterización geológica de la cantera Llatcón, mediante trabajo de campo para determinar la génesis y calidad del depósito, seguidamente se determinaron los criterios necesarios para elaborar el diseño de explotación, y por último se calculó y se definió los parámetros del diseño de explotación, todo esto con el fin de establecer el diseño más óptimo, y evaluar la factibilidad económica del mismo.

El presente trabajo de titulación fue dividido en 5 capítulos, en los cuales el primero corresponde al marco teórico; el segundo capítulo incluye información de la situación actual de la cantera; el tercero responde a los parámetros operacionales y definir un posible diseño final de explotación de la cantera; el cuarto hace referencia al análisis y determinación de un diseño final y el quinto capítulo responde a una valoración económica del proyecto.

CAPÍTULO 1

MARCO TEÓRICO

1. Marco teórico

1.1 Planeación minera

La planificación es el proceso que permite identificar y pronosticar el que hacer, de modo que sea posible alcanzar los objetivos de una empresa, junto con los presupuestos, los planes de venta, los programas de inversión, las estimaciones de recursos y otros.

Una manera estructurada de enfocar la planificación minera es la incorporación de niveles de planificación, definidos en planificación conceptual y planificación operacional.

La planificación conceptual corresponde al delineamiento estratégico, que, de manera coherente con la misión y las restricciones existentes, permite analizar y acceder adecuadamente a las grandes definiciones del negocio minero, tales como método de explotación, ritmo de producción, situación de final de la explotación, etc.

La Planificación Operacional no solo queda definida por el tamaño de la mina, sino que también depende de los procesos posteriores. (Camus, 2000)

El proceso de planificación minera determina qué porción del yacimiento será extraído, además del cómo y cuándo será procesado. La planificación de largo plazo o estratégica es un proceso interdisciplinario que está compuesto por las etapas de definición de envolvente económica, determinación del método de explotación, diseño operacional, secuencia de explotación y su posterior evaluación económica. Determinándose, de esta forma, las reservas mineras y el beneficio económico del proyecto.

Durante el proceso de diseño y secuencia de la mina, la geomecánica juega un rol protagónico, validando y/o prediciendo los riesgos asociados al diseño y plan minero.

De esta manera, el estudio de los modelos constitutivos del macizo rocoso, el comportamiento del material quebrado sometido a diferentes condiciones de esfuerzo y temporalidad, junto con nuevas técnicas para optimizar la envolvente económica y la secuencia minera son de vital importancia para incrementar el valor real del negocio minero. (UCh, 2023)

1.1.1 Método de explotación

El método a elegir deberá presentar las mejores ventajas para el objetivo planteado. Por lo general los aspectos técnicos que controlan esta decisión han sido ampliamente difundido, no así los factores económicos que son los de mayor relevancia en esta etapa de planificación.

Avendaño (2014) señala que, el método a emplear en este proyecto es de explotación de bancos descendentes ya que es el mayormente utilizado en laderas de las montañas porque permite un escalonamiento hasta la base con una reducción de problemas de estabilidad del talud.

Este método consiste en el diseño de bancos con una dirección establecida de arriba hacia abajo, es decir, de forma descendente para proceder a remover el material estéril con la intervención de la fuerza mecánica y posteriormente acceder al material de interés económico, esto requiere del análisis de ciertos criterios técnicos basados en la forma del yacimiento, su topografía, la geología del lugar, la geomecánica de las rocas o material a extraer y de la parte económica con el objetivo de precautelar la seguridad de los operadores y de los equipos en cuestión (Coyani & Balmercy, 2019).

1.1.2 Límites finales

El límite de explotación es aquella frontera que define hasta donde es conveniente extender una operación minera. Para el caso de una mina a rajo abierto, este límite se conoce como rajo final. (Bustillo & López, 1997)

1.1.3 Secuencia de explotación

La idea es ir consumiendo el depósito de manera tal que responda a los objetivos planteados en la misión definida por la empresa, cumpliendo las restricciones propias de toda explotación minera, tales como geomecánicas, operacionales, legales, entre otras.

1.2 Minería a cielo abierto

Se conoce como minería a cielo abierto, minería a tajo (o rajo) abierto o cantera, a aquellos aprovechamientos mineros o explotaciones mineras, que se desarrollan en la superficie del terreno, a diferencia de una mina subterránea que se desarrolla en el subsuelo. La minería a cielo abierto se aplica cuando los depósitos comercialmente útiles se encuentran cerca de la superficie. Se emplean medios mecánicos o explosivos para remover los terrenos que recubren o rodean la formación geológica que forma al yacimiento, o banco de materiales. Estos materiales se denominan, genéricamente, estéril, mientras que a la formación a explotar se le llama mineral. El estéril excavado es necesario apilarlo en escombreras fuera del área final que ocupará la explotación, con el objetivo de utilizarlo para el cierre de una mina. (Bustillo & López, 1997)

La minería a cielo abierto es económicamente rentable cuando los yacimientos afloran en la superficie, con un recubrimiento pequeño o la competencia del terreno no es estructuralmente adecuada para trabajos subterráneos. (Herrera, 2006)

1.3 Recursos y reservas mineras

1.3.1 Recurso minero

Se define como recurso a aquellas masas de mineral que se conocen o simplemente se cree que existen, de forma tal que su extracción es económicamente viable o lo es potencialmente en el futuro. (Bustillo & López, 1997)

1.3.2 Recurso identificado

Son yacimientos específicos de materiales que contienen un mineral del que se conoce el emplazamiento y la calidad por una prueba geológica, y están confirmados por medidas técnicas. (Bustillo & López, 1997)

1.3.3 Reserva minera

Para el análisis, exploración y posterior ejecución de un proyecto minero, resulta crucial el estudio de las reservas mineras, puesto que estas determinan la factibilidad de un proyecto, enfocada principalmente en la parte económica y la vida útil del proyecto (Herrera, 2006).

1.3.3.1 Reserva medida

Esta reserva está dada por aquel mineral cuyo tonelaje se ha calculado por medidas hechas en afloramientos, labores mineras, etc. Los puntos de investigación, muestreo, medida y el carácter geológico está tan bien definido, que el tamaño, forma y contenido del mineral pueden ser muy bien fijados. (Bustillo & López, 1997)

1.3.3.2 Reserva indicada

Éstas están formuladas por aquel mineral cuyo tonelaje y ley se han calculado en cierta medida a partir de las medidas específicas, muestras o datos de producción, y en parte, de la proyección a una distancia razonable en áreas de evidencia geológica. (Bustillo & López, 1997)

1.3.3.3 Reserva inferida

Es aquel mineral para el cual la estimación cuantitativa está basada fundamentalmente en el conocimiento geológico del yacimiento con pocas medidas o muestras. (Bustillo & López, 1997)

1.4 Cálculo de reservas

Debido a la importancia en este aspecto los datos tienen que ser precisos y para poder calcular sus reservas y volumen del material en una cantera se deben de considerar los parámetros geométricos del yacimiento mineral y la ejecución de técnicas de medición (Cueva, 2019).

Para poder llevar a cabo una estimación de recursos se podrían utilizar 2 tipos de métodos que se describen a continuación (Tello & Marmanillo, 2020).

1.4.1 Métodos clásicos o geométricos

- Método de los perfiles
- Método de la triangulación
- Método de los polígonos
- Método de las matrices de bloques
- Método del inverso de la distancia
- Método del reticulado
- Método de los contornos

1.4.2 Métodos geoestadísticos

- Variante regionalizada
- Semivariograma
- Kringeage (Tello & Marmanillo, 2020)

El método utilizado en este caso para el cálculo de las reservas fue el método de polígonos mediante el diseño elaborado en el software minero RecMin.

1.5 Explotación a cielo abierto

La producción de minerales está dada en la actualidad por explotaciones a cielo abierto y subterránea. Sin embargo, la explotación a cielo abierto presenta algunas ventajas en comparación con la explotación subterránea siendo algunas de ellas las siguientes:

- Alta productividad.
- Mayor producción por explotación.
- Menores costos de operación por tonelada extraída.
- Mayor recuperación del mineral y menor dilución.

Para realizar un correcto diseño de explotación a cielo abierto se debe tener en cuenta dos etapas; en la primera, se crea el modelo geológico del yacimiento y, en la segunda, el modelo económico del mismo. (García, 2011)

1.6 Canteras

El término cantera se utiliza para hacer referencia a explotaciones de rocas industriales, ornamentales y materiales de construcción. Su explotación tiene como fin el abastecimiento de materia prima para la industria de la construcción, usualmente el método de explotación más aplicado suele ser el de banqueo por niveles. El resultado

esperado en una cantera de áridos y pétreos es la obtención de un producto fragmentado capaz de satisfacer las necesidades de la industria de la construcción (Herrera, 2006)

1.7 Sistemas de explotación

Se suelen utilizar varios sistemas de explotación, sin embargo, el más utilizado es el discontinuo que consiste en que las operaciones extractivas, con o sin voladura, son realizadas con maquinaria móvil, para su posterior transporte.

1.7.1 Explotación de canteras

La explotación en canteras es un término que se utiliza para describir una técnica especial de minería a cielo abierto que consiste en la extracción de roca con un alto grado de compactación y densidad de yacimientos localizados. La piedra que se extrae en las canteras puede ser machacada o fracturada para producir agregados o piedra para construcción, como la dolomita y la piedra caliza, o combinarse con otros productos químicos para producir cemento y cal viva. Se la realiza de manera semi-mecanizada o bien, en menor porcentaje, de forma manual. (Amstrong & Menon, 2015)

1.7.2 Parámetros y factores que se deben tomar en cuenta

1.7.2.1 Densidad del material

Se debe considerar el peso, tamaño de partículas y contenido de humedad de los materiales presentes, ya que dependiendo del estado en el que se encuentre puede traer importantes variaciones al momento de realizar los cálculos pertinentes.

1.7.2.2 Geología

La geología es la ciencia natural que estudia la composición y estructura tanto interna como superficial del planeta Tierra, y los procesos por los cuales ha ido evolucionando a lo largo del tiempo geológico.

La misma comprende un conjunto de geociencias, así conocidas actualmente desde el punto de vista de su pedagogía, desarrollo y aplicación profesional. (Geología, 2022)

La geología de mina estudia los principios técnicos para determinar la ubicación, formación y posibilidades económicas y relaciones estructurales de un depósito mineral, todo esto mediante la elaboración, control, supervisión y ejecución de programas de exploración de yacimientos minerales. (Peralta, 2015)

1.7.2.3 Sobrecargas puntuales en los taludes

Estas presiones que se ejercen sobre los taludes y laderas modifican la distribución de las fuerzas y pueden generar condiciones de inestabilidad. Entre las primeras están el peso de estructuras o edificios, u otro tipo de cargas como rellenos, escombreras, paso de vehículos pesados, etc. que, cuando se ejercen sobre la cabecera de los taludes y/o laderas, modifican sus condiciones de estabilidad en cuanto que aportan una carga adicional que puede contribuir al aumento de las fuerzas desestabilizadoras. Producen un incremento de las tensiones de corte y de la presión intersticial. (Geoquantics, 2019)

1.7.2.4 Cambios en el contenido de agua del suelo

El incremento de lluvias en la zona puede generar un incremento de peso del suelo y una menor resistencia al corte lo cual puede hacer inestable el suelo.

1.7.3 Estabilidad de taludes

“Se denomina talud a la superficie inclinada con respecto a la horizontal que adopta un terreno. Pueden ser artificiales, cuando están contruidos por el hombre (terraplén o desmonte), o naturales (laderas).” (García, 2011, p.394)

La estabilidad de los taludes en una explotación a cielo abierto tiene una importancia fundamental en lo que se refiere a la seguridad y rentabilidad de la misma.

Para tener claro porque se dan los movimientos de inestabilidad de un talud es necesario reconocer a los factores principales que actúan en el movimiento. Conociendo estos factores se puede tomar medidas para evitar que suceda o corregirlos. Los factores de inestabilidad nunca son eventos aislados, sino que por lo general son acompañados de lluvias, vibraciones, excavaciones cercanas al talud, etc.

La estabilidad de un talud se determina por la relación existente entre las fuerzas que tienden a producir la inestabilidad y las fuerzas resistentes u opuestas a la inestabilidad, producidas por las características del macizo rocoso. Los métodos frecuentemente utilizados en el análisis de estabilidad de taludes en roca, buscan determinar el equilibrio límite entre las rocas que puede llegar a derrumbarse.

Los componentes geométricos de un talud minero, permiten realizar el proceso de optimización y de diseño operativo del rajo, estos aspectos son esenciales al momento de establecer un programa de producción y dar un valor económico al proyecto minero. Los componentes geométricos, además de ser parte importante en el ámbito económico, lo son también al momento de hablar de seguridad operativa, ya que están asociados a un criterio de aceptabilidad de diseño, que permite conocer la estabilidad de los taludes del rajo. (López, 2016)

1.7.4 Principales parámetros geométricos que configuran el diseño de una explotación a cielo abierto

1.7.4.1 Ángulo de talud

El ángulo de talud corresponde al ángulo que forman las paredes del yacimiento con respecto a un eje horizontal imaginario este ángulo varía entre 33 y 55 grados dependiendo de la profundidad que se alcance en la explotación. El talud del rajo ayuda a determinar la cantidad de lastre que se debe mover para extraer el mineral.

La pared de un rajo necesita permanecer estable en tanto se esté llevando a cabo una actividad de explotación en esta área. Los factores claves en la evaluación del ángulo de talud más adecuado son la resistencia de la roca, las fallas, los planos de falla, la presencia de agua y otros datos geológicos. (López 2016)

1.7.4.2 Factor de seguridad

El análisis de la estabilidad de taludes incluye un conjunto de procedimientos encaminados a la determinación de un índice que permite cuantificar el estado próximo de rotura de un talud o una ladera sometidos a factores condicionantes actuantes. Se calcula el factor de seguridad, en dependencia de las propiedades físico-mecánicas de los materiales que conforman los taludes. (ISMMM, 2020)

El factor de seguridad puede tener los siguientes valores críticos:

Factor de seguridad igual a 1.0, indica indiferencia

Factor de seguridad menor que 1.0, indica problemas de estabilidad

Factor de seguridad mayor que 1.0, es un valor óptimo de seguridad

(Bustillo & López, 1997).

1.7.4.3 Ángulo de cara de banco

Corresponde al ángulo que es formado entre el plano horizontal y la pared del banco. En la mayoría de los rajos abiertos de roca dura presenta rangos entre los 55° y los 80°. (López, 2016)

1.7.4.4 Altura de banco

Es la distancia vertical entre dos niveles; desde el pie del banco hasta la parte superior del banco. Esta se establece generalmente a partir de las dimensiones de los equipos de excavación y carga, y las características del macizo. (López, 2016)

1.7.4.5 Talud de banco

Es el ángulo delimitado entre la horizontal y la línea de máxima pendiente de la cara del banco. (López, 2016)

1.7.4.6 Talud de trabajo

Es el ángulo delimitado por los pies del banco entre los que se encuentra la plataforma de trabajo. (López, 2016)

1.7.4.7 Pistas y rampas de acceso

Las pistas son los caminos por los cuales se realiza el transporte habitual de materiales dentro de la explotación, es decir, por donde circulan las unidades de acarreo. También existen rampas que se utilizan exclusivamente como accesos a los tajos de las máquinas para realizar las actividades de arranque. (Bustillo & López, 1997)

La anchura de pistas que se recomienda puede estimarse con la siguiente expresión:

$$A = a(0.5 + 1.5n) \quad (1)$$

Donde:

A= Anchura total de la pista (m)

a= Anchura del vehículo (m)

n= Número de carriles deseados

1.7.4.8 Berma

Las bermas se utilizan como áreas de protección, al detener y almacenar los materiales que pueden desprenderse de los frentes de los bancos superiores y también como plataformas de acceso.

La altura o separación entre bermas, así como su anchura, son función de las características geotécnicas del macizo de explotación, que conjuntamente con el resto de los parámetros que intervienen en el diseño de la mina conducen a la obtención de un factor de seguridad que garantice la estabilidad del talud y seguridad para el desarrollo de diversas actividades. (Bustillo & López, 1997)

$$\text{Anchura mínima de berma} = 4.5\text{m} + 0.2 * H(\text{m})$$

$$\text{Altura de banqueteta} = 1\text{m} + 0.04 * H(\text{m})$$

1.7.5 Propiedades que influyen en la estabilidad de taludes

1.7.5.1 Porosidad

La porosidad de una roca puede definirse como la relación entre el volumen de poros y el volumen total de la roca expresado como porcentaje.

El estudio del sistema poroso es de gran importancia ya que, al estar íntimamente relacionado con la circulación de fluidos en el seno de la roca, condiciona toda una serie de propiedades hídricas en la misma.

Esta afecta a la resistencia del suelo, aumenta la meteorización. En rocas sedimentarias es el causante de la aparición de poros mientras que en las rocas ígneas genera fisuras. (ONU, 2023)

1.7.5.2 Densidad

La densidad de una roca puede aportar datos tanto sobre su composición mineralógica, como su propia naturaleza.

Como es sabido, se pueden determinar diferentes densidades, por lo que conviene diferenciar la densidad relativa aparente que es la relación entre la masa al aire del sólido y la masa de agua que corresponde a su volumen aparente; y también la densidad relativa real que es la relación entre la masa al aire del sólido y la masa de agua correspondiente a su volumen real (excluyendo el volumen de huecos accesibles al agua).

Se tiene que considerar el peso, el tamaño de las partículas y el contenido de humedad de los diversos materiales, ya que dependiendo del estado en que se encuentren los mismos pueden provocar importantes variaciones. Se debe calcular siempre su peso en banco. (Mampaso, 1994)

1.7.5.3 Peso específico

Corresponde al peso específico de los minerales o partículas que componen el suelo. El conocimiento de su valor es necesario para el cálculo del índice de poros y la porosidad. Es la relación que existe entre el peso del cuerpo y su peso de igual volumen de agua a 4 grados centígrados. (Mampaso, 1994)

1.7.5.4 Resistencia a la compresión uniaxial

La resistencia a la compresión uniaxial (UCS) es el esfuerzo de compresión axial máximo que puede tolerar una muestra cilíndrica recta de material antes de fracturarse. Se conoce

también como la resistencia a la compresión no confinada de un material porque el esfuerzo de confinamiento se fija en cero. (Schumberger, 2023)

Es el esfuerzo medido sobre la roca de una manera más tecnificada, en pocas palabras se utiliza para definir a que presión existe rotura o comportamiento geomecánico inestable de un macizo rocoso. Es llevada a cabo en laboratorios de geología que tengan certificación de calidad bajo una serie de procedimientos como:

- Se debe ubicar la muestra en la placa inferior de forma tal que quede centrada. Luego, se procede a ajustar el aparato de carga con el fin de que la placa superior quede en contacto con la muestra. El indicador de deformación debe colocarse en cero.
- Se enciende la prensa con una velocidad de deformación unitaria dentro del rango de 1/2 y 2% por minuto.
- Cada 30 segundos se registran los valores de deformación y cargas. Esto debe realizarse hasta alcanzar una deformación axial de 20% o hasta que las cargas empiecen a disminuir.
- La relación de deformación se regula con el fin de que la rotura ocurra en un período de tiempo entre 1 y 10 minutos.
- Cuando se genera la rotura, se realiza un esquema de la muestra indicando la forma en que sucedió. Si es a través de un plano inclinado, se indica el ángulo de inclinación. (Geotecnia, 2023)

1.7.5.5 Esponjamiento

Al realizar la extracción de un material, sus partículas se fracturan, y no se comportan como si lo hacían en su estado natural; y al momento de situarlo en otro lugar se crean huecos, por lo que aumenta su volumen. A este incremento se le llama esponjamiento (F_w). Se lo calcula dividiendo el volumen que ocupa el material en banco (V_b), con el volumen que ocupa el material suelto (V_s).

$$F_w = V_b/V_s \quad (2)$$

Se debe aplicar en el caso de que se presente dificultades para realizar la medición en el banco, como pueden ser la presencia de vetas intercaladas entre gravas, margas, etc., por ello es necesario utilizar un factor de corrección que se puede obtener con la siguiente fórmula (FVC). (Bustillo & López, 1997)

$$FVC = \frac{100}{100 + \text{Esponjamiento}} \quad (3)$$

1.8 Clasificación geomecánica de rocas

Las clasificaciones geomecánicas de rocas son un elemento fundamental en la caracterización de macizos rocosos ya sea mediante toma de datos de afloramientos o mediante sondeos con recuperación de testigo.

La clasificación geomecánica RMR permite obtener un índice de calidad del macizo rocoso a partir de la resistencia de la roca intacta, grado de fracturación y diaclasado de las discontinuidades del macizo, presencia de agua y la orientación de las discontinuidades respecto al elemento de estudio: túnel, talud o cimentación.

El índice RMR va desde 15 hasta 100 puntos a partir de los cuales el macizo rocoso puede clasificarse en 5 categorías.

La resistencia de la roca matriz se mide a partir del ensayo de rotura a compresión simple de testigos de rocas o a partir del ensayo de carga puntual. La puntuación va desde 0 hasta 15 puntos dependiendo de la resistencia de la roca.

El RQD valora el grado de fracturación del macizo desde 3 puntos para un valor de RQD inferior al 25% hasta 20 puntos para un valor de RQD superior al 90%.

La separación entre diaclasas puntúa el espaciado entre discontinuidades. La puntuación alcanza valores de 20 puntos para diaclasas separadas de más de 2 m y un valor mínimo de 5 para diaclasas espaciadas menos de 6 cm.

El estado de las diaclasas permite puntuar el estado de las diaclasas a través de persistencia o longitud de las discontinuidades, abertura, rugosidad, presencia de relleno y alteración de las juntas. El valor máximo es de 20 puntos mientras que el mínimo es de 0 puntos.

La presencia de agua freática mide las filtraciones de agua en el macizo, el flujo de agua y la humedad presente en las discontinuidades. La puntuación alcanza un valor de 15 para un macizo rocoso seco y un valor de 0 para cuando el agua está fluyendo entre las juntas con un caudal superior a 125 l/min o la relación presión de agua/tensión principal mayor es superior a 0,5. (Bieniawski, 1989)

1.9 Modelo de bloque

El modelo de bloque es una discretización de un volumen por medio de un conjunto de figuras geométricas, por lo general compuesta de una sola estructura base que es un paralelepípedo y que se repite hasta ocupar todo el espacio que se quiere estudiar, además con dimensiones predefinidas.

Las dimensiones del bloque dependen de las características del depósito, continuidad espacial y selectividad. (García, 2011)

1.10 Sistema operativo

Se entiende por sistema operativo al conjunto interrelacionado de técnicas y procesos que se llevan a cabo para la extracción de minerales de una forma repetitiva, rutinaria e iterativa (Herrera, 2006).

1.10.1 Arranque

El arranque de material es la primera etapa de las operaciones extractivas dentro de una cantera, la cual consiste en desprender y fragmentar el material pétreo del frente de explotación a un tamaño adecuado para la posterior maniobra de los equipos de carguío.

1.10.2 Carguío

El carguío consiste en recoger el material ya fragmentado, sea por voladura o mediante arranque mecánico, y depositarlo seguidamente sobre otro equipo o instalación adyacente. Esta operación se lleva a cabo generalmente con palas cargadoras frontales sobre ruedas y excavadoras hidráulicas dentro de los sistemas de explotación discontinuos.

1.10.3 Transporte

El transporte consiste en la operación de desplazamiento de los diferentes materiales de explotación hasta las plantas de tratamiento, zonas de apilamiento de material, y zonas de escombrera. La operación de vertido generalmente la realiza el propio equipo que efectúa la operación de transporte.

1.11 Maquinaria minera y costos

1.11.1 Unidad de arranque

Para realizar el arranque del material del banco será necesario la utilización de equipos mecánicos, continuos y discontinuos, de acuerdo con las necesidades del proyecto.



Figura 1.1 Unidad de arranque

Fuente: Elaboración propia

Para una jornada de trabajo los costos en los cuales estaría fluctuando una máquina de arranque sería entre \$60/h solo la máquina, más el pago a un maquinista estaría entre unos \$7/h; lo cual nos daría después de una jornada de 8 h/día un total de \$536/día.

1.11.2 Unidad de carguío

En la industria minera, dentro de las operaciones de carguío en cantera, se destaca el uso de palas cargadoras frontales, siendo empleadas como unidades montadas en orugas o en ruedas dotadas de un cucharón en la parte delantera; son equipos muy versátiles, utilizados en funciones de carga y acarreo para mover grandes volúmenes de material en poco tiempo a distancias cortas fundamentalmente, alcanzando velocidades de hasta 45km/h (Caterpillar, IIASA Caterpillar).



Figura 1.2 Unidad de carguío

Fuente: Elaboración propia

Para una jornada de trabajo los costos en los cuales estaría fluctuando una máquina de carguío sería entre \$26/h solo la máquina, más el pago a un maquinista estaría entre unos \$4/h; lo cual nos daría después de una jornada de 8 h/día un total de \$240/día.

1.10.3 Unidad de transporte

El desarrollo de los volquetes ha sido paralelo al de la minería a cielo abierto a partir de los años 60. Las ventajas que presenta el empleo de volquetes para el transporte de

materiales son las siguientes: flexibilidad en distancias de transporte, adaptación a todo tipo de material, Infraestructura sencilla y poco costosa, etc.



Figura 1.3 Unidad de transporte

Fuente: Elaboración propia

Para una jornada de trabajo los costos en los cuales estaría fluctuando una máquina de transporte de unos 8m³ sería entre \$25/h solo la máquina, más el pago a un maquinista estaría entre unos \$5/h; lo cual nos daría después de una jornada de 8 h/día un total de \$240/día.

CAPÍTULO 2

2. EVALUACIÓN DE LA SITUACIÓN ACTUAL DE LA CANTERA

2.1 Evaluación de la situación actual

La cantera “Llatcón”, con código 190694, dedicada a la extracción de materiales pétreos tiene una extensión de 8 hectáreas, los cuales ya están llegando al final de su explotación por lo que es necesario hacer una ampliación de su explotación, teniendo en cuenta que el área concesionada todavía contiene material de interés público y económico para el dueño del mismo.

Esta cantera cuenta con la licencia ambiental otorgada el 29 de agosto de 2022 por la Municipalidad de Cuenca y el acto administrativo favorable de SENAGUA emitido el 25 de junio de 2014 dado que no se encuentran fuentes de agua en el área minera.

2.2 Descripción de la zona de estudio

El área minera a investigar está rodeada de otros proyectos mineros tipo canteras en los cuales se lleva a cabo la explotación de áridos y pétreos al igual que en la nombrada.

No se evidencia la presencia de fauna o vegetación endémica, sin embargo, si existe una pequeña capa vegetal de un espesor de no más de 15 cm lo cual favorece a la actividad minera, ya que bajo esta capa existe un gran yacimiento de materiales pétreos necesarios para la construcción, pavimentación de vías, etc.

La ausencia de fuentes de agua posibilita la extracción de dichos materiales ya que se evitaría la contaminación de tan preciado elemento fundamental para la vida.



Figura 2.1 Área de la concesión minera Llatcón

Fuente: Catastro minero ARCOM

2.3 Ubicación geográfica

La concesión minera Acumulada Llatcón, misma que es una cantera de materiales pétreos, se encuentra ubicada en el sector Llatcón de la parroquia Nulti del cantón Cuenca, Provincia del Azuay.

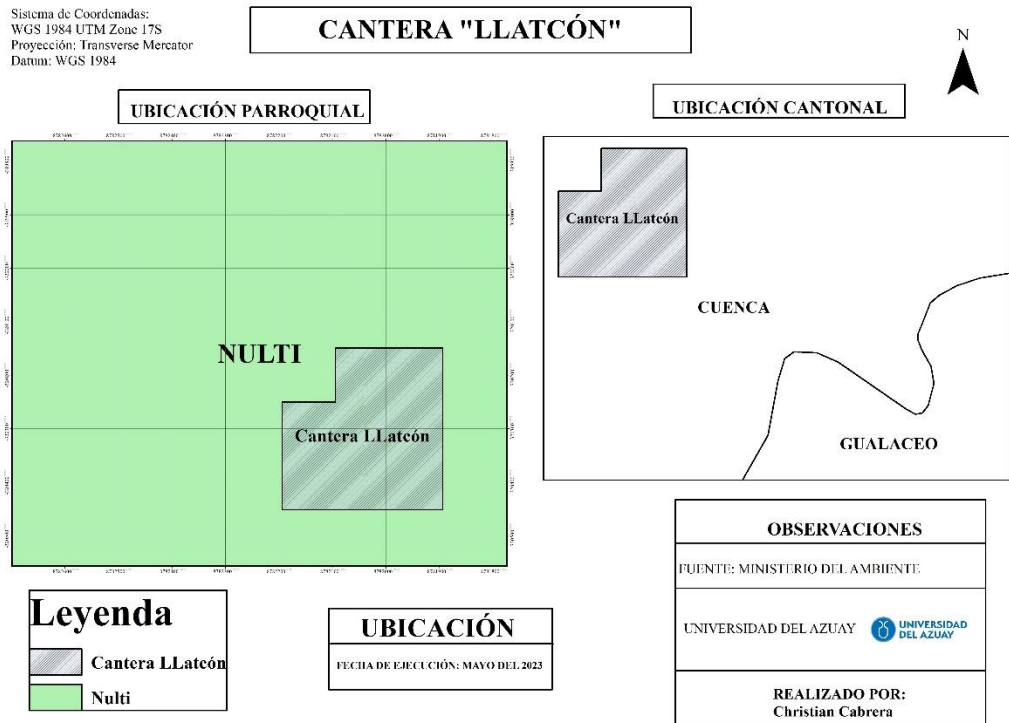


Figura 2.2 Ubicación cantera Llatcón

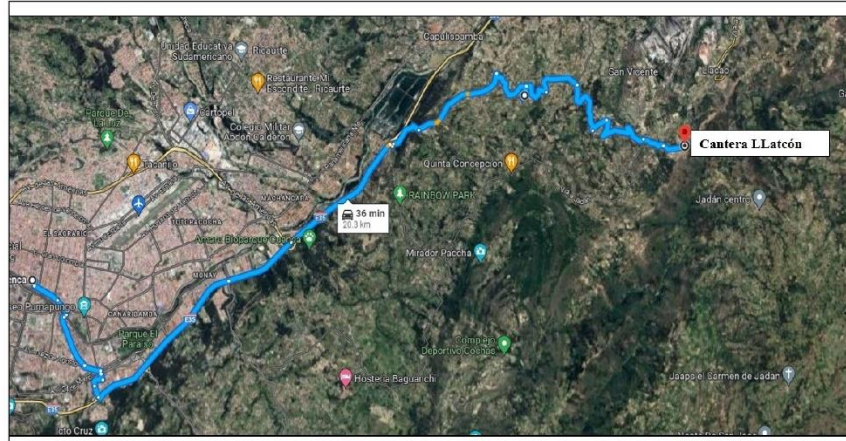
Fuente: Catastro minero ARCOM

2.3.1 Vía de acceso

Para poder acceder a la cantera Llatcón se inicia el recorrido desde la ciudad de Cuenca tomando la carretera panamericana E35 en sentido sur-norte hasta llegar al intercambiador y tomar la vía a Jadán por aproximadamente 1.5km hasta llegar a la Capilla católica las minas; se continua durante la vía principal unos 300 m para posteriormente desviarse por una vía privada que pertenece a la cantera unos 200m hasta llegar al sitio de la explotación.

Sistema de Coordenadas:
WGS 1984 UTM Zone 17S
Proyección: Transverse Mercator
Datum: WGS 1984

CANTERA "LLATCÓN"



VÍA DE ACCESO

FECHA DE EJECUCIÓN: MAYO DEL 2023

OBSERVACIONES

FUENTE: GOOGLE EARTH

UNIVERSIDAD DEL AZUAY  UNIVERSIDAD DEL AZUAY

REALIZADO POR:
Christian Cabrera

Figura 2.3 Vía de acceso a la cantera Llatcón

Fuente: Elaboración propia

2.3.2 Área y coordenadas

El área de la concesión minera considerada a planificar la explotación de los materiales pétreos tiene una extensión total de 8 hectáreas.

Tabla 2.1 Coordenadas cantera Llatcón PSAD 56

COORDENADAS UTM SEGÚN ELIPSOIDE PSAD56		
ESTE	NORTE	PUNTO
734900.00	9682400.00	PP
734900.00	9682100.00	1
734600.00	9682100.00	2
734600.00	9682300.00	3
734700.00	9682300.00	4
734700.00	9682400.00	5

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.2 Coordenadas cantera Llatcón WGS 84

COORDENADAS UTM SEGÚN DATUM WGS84		
PUNTO	ESTE	NORTE
PP	734650.18	9682035.00
1	734650.18	9681735.00
2	734350.18	9681735.00
3	734350.18	9681935.00
4	734450.18	9681935.00
5	734450.18	9682035.00

Fuente: Elaboración propia



Figura 2.4 Extensión total de la cantera

Fuente: Catastro minero ARCOM

2.3.3 Propietarios y colindantes de la zona de extracción

Como se aprecia los principales poseedores de los terrenos son: al norte Leoncio Bravo y Rosario Fajardo, al noreste el señor Ángel Zambrano, al sur terrenos de la Familia Lata Jiménez, al sureste el Señor Luis Landy y al oeste José Zambrano.

El terreno en donde se realiza la operación minera pertenece a la señora Rosa Lata, sin embargo las zonas contiguas pertenecen a otros propietarios, que sin su autorización no se podría ampliar la explotación hacia estas zonas.

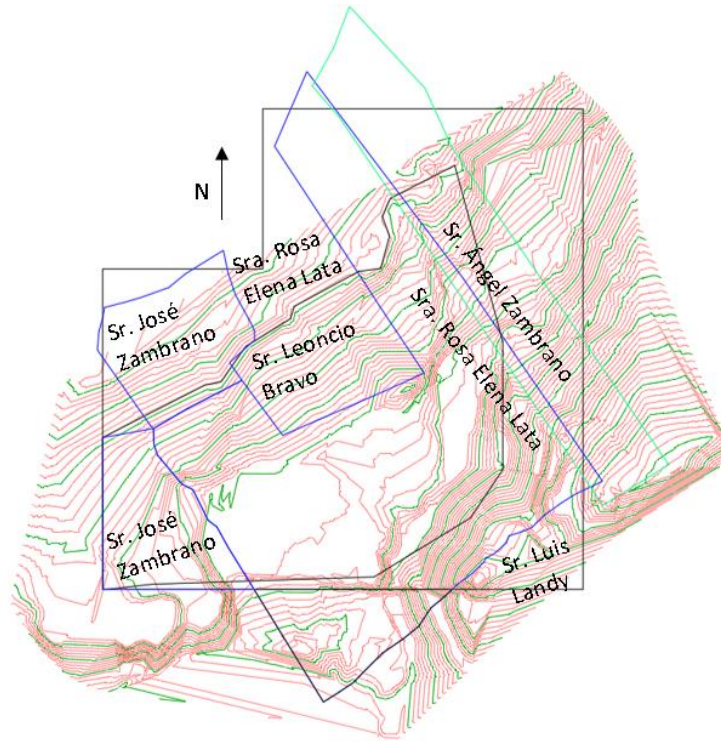


Figura 2.5 Propietarios de los terrenos colindantes a la cantera

Fuente: Elaboración propia

2.4 Geología

2.4.1 Geología regional y local

2.4.1.1 Formación Yunguilla

Esta formación aflora en toda la extensión del área minera Llatcón. Las ocurrencias de esta secuencia agrupadas en la Unidad Yunguilla (K-y) son fundamentales en cualquier interpretación, por cuanto sugiere que gran parte de este dominio Lito tectónico, al Norte

de la Falla Jubones se constituyó durante el Cretácico Superior y el basamento de una cuenca desarrollada en el margen continental, desarrollada en un ambiente somero durante un periodo de regresión marina (Petroproducción-C.I.G.G., 2004).

En cuanto a su litología local, en la cantera, al sur de ella, se nota la presencia de conglomerados líticos volcánicos, metamórficos y sedimentos, cuyo tamaño varía desde pocos centímetros hasta 5 cm de diámetro. Los líticos de origen metamórfico, están presentes en mayor abundancia con la presencia de cuarcitas de color gris y fragmentos de filitas de color negro. Entre los líticos de origen volcánico se destacan andesitas y en menor proporción riolitas. En el sector de Tunanloma de Llatcón dominan por completo esta caracterización geológica.

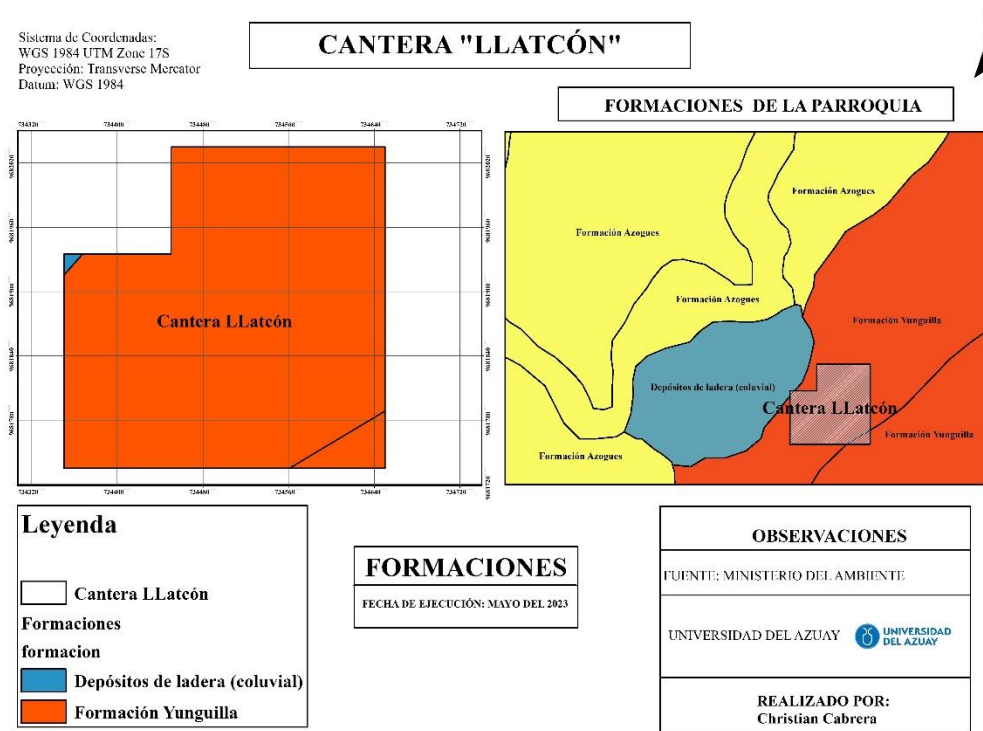


Figura 2..6 Mapa de la formación Yunguilla

Fuente: Elaboración propia

2.5 Levantamiento topográfico a detalle

2.5.1 Base topográfica de partida

El punto de partida de la base topográfica, la componen, el cambio de estación de un punto de base geodésica a la cantera Llatcón, para el presente caso: de la red geodésica de Cuenca. El punto nominativo más cercano y elegido fue el C-21-02-06, provincia del Azuay, cantón Cuenca, parroquia Machángara, puente Sixto Durán información que se encuentra en el informe pericial que se puede observar en los anexos.

Con base al punto citado, mediante dispositivo GSNN en modo RTK, se trasladó a dos puntos de la cantera, debidamente identificados por el municipio por ser puntos de control.

Los puntos fueron los siguientes.

Tabla 2.3 Puntos geodésicos trasladados

Denominación	PUNTOS	DATUM WGS84		
		ESTE (X)	NORTE (Y)	ALTURA (Z)
CASA	1	734517.996	9681956.589	2646.863
GARITA	2	734530.290	9681853.506	2673.306

Fuente: Elaboración propia



Figura 2.7 Ubicación de los puntos de traslado de la red geodésica a la cantera.

Fuente: Catastro minero ARCOM

2.5.2 Topografía

El levantamiento topográfico nuevo, previo al proyecto de ampliación, se lo hizo considerando la cantera en operación y zonas adicionales dentro de la concesión minera (dueños de predios), a partir de ésta, se rediseño la explotación en función de una ampliación. El área del levantamiento topográfico cubre un área de 5.7 hectáreas dentro de la concesión minera, con ello se podrá determinar los recursos y reservas mineras existentes en la ampliación.

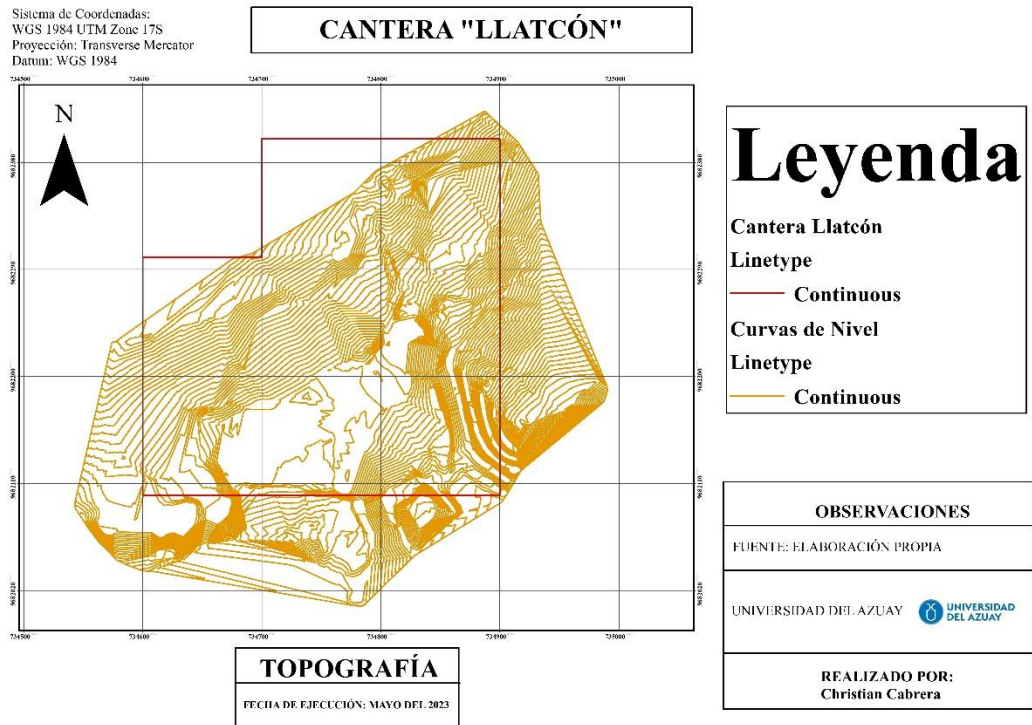


Figura 2.8 Topografía cantera Llatcón

Fuente: Elaboración propia

La cota más alta del proyecto de explotación actual alcanza los 2710 msnm, mientras que, la cota más baja de explotación (actual) está en la cota 2668 msnm, la curva de nivel está cada metro; son 42 metros intervenidos.

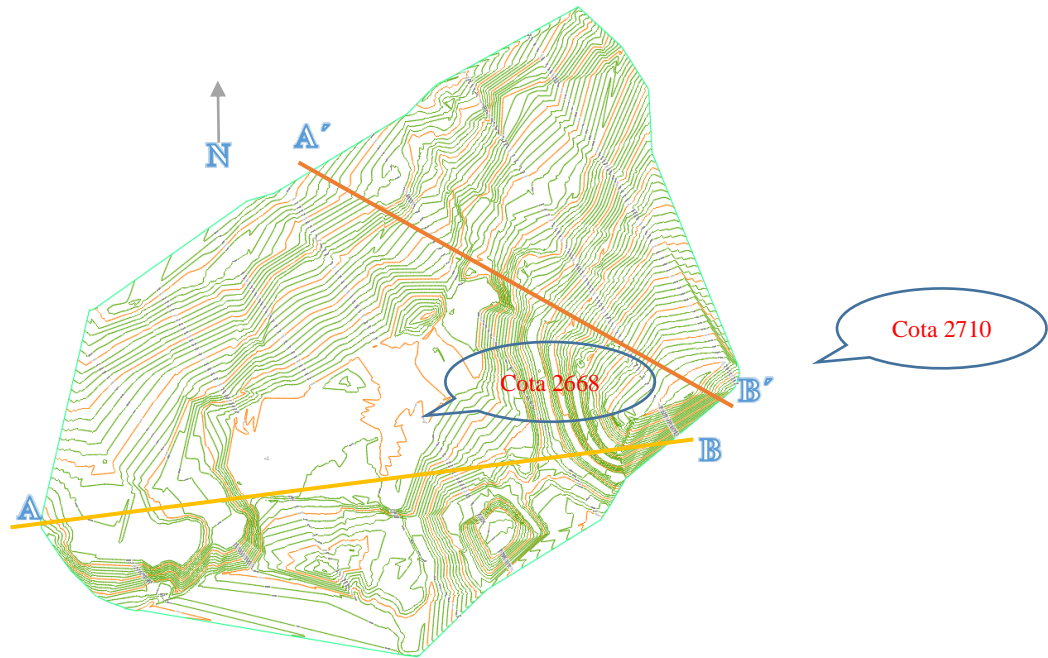


Figura 2.9 Topografía del proyecto de ampliación

Fuente: Elaboración propia

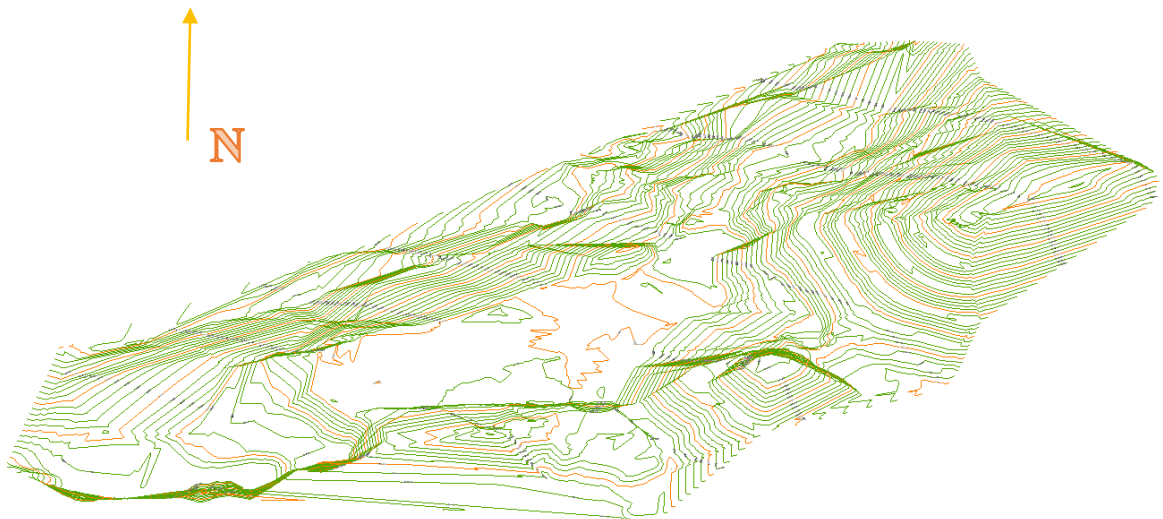


Figura 2.10 Topografía en 3D para diseño

Fuente: Elaboración propia

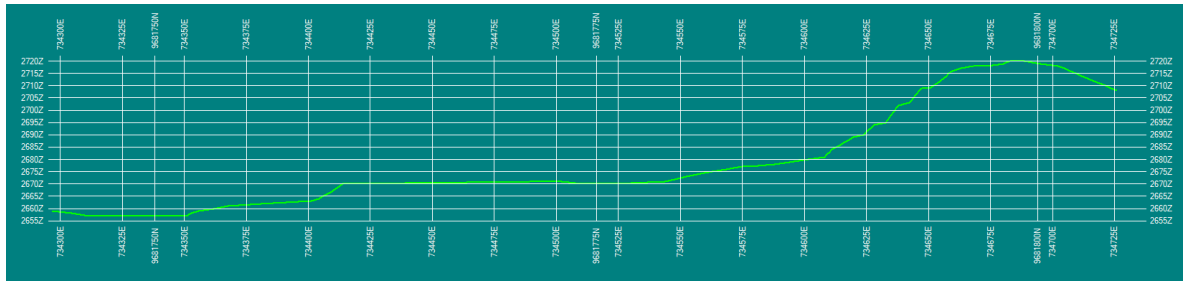


Figura 2.11 Corte topográfico SUR OESTE – NOR ESTE

Fuente: Elaboración propia

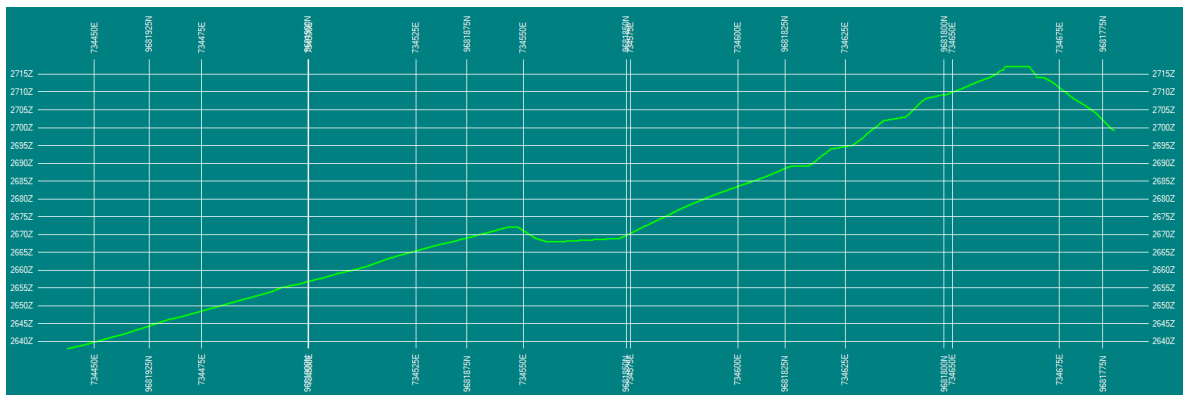


Figura 2.12 Corte topográfico NOR OESTE - SUR ESTE

Fuente: Elaboración propia

2.6 Determinación de las propiedades físicas y mecánicas del material

Aunque la gran mayoría de los estudios fueron realizados in-situ para determinar las propiedades geomecánicas del suelo de la cantera, hubo algunos ensayos que fueron realizados dentro del laboratorio de la universidad.

2.6.1 Densidad aparente y real del suelo

La densidad aparente es un indicador que ayuda a determinar qué tan compacto está el suelo y es la relación que existe entre volumen de suelo y los poros que tiene, mientras menor sea el valor más compacto está el suelo. (Rucks L. 2004).

$$Densidad\ aparente\ \left(\frac{g}{cm^3}\right) = \frac{masa\ (g)}{volumen\ total\ (ml)}\ (4)$$

Donde:

Masa: peso de la probeta entera

Volumen total: cantidad de volumen utilizada dentro de la probeta

(1ml=1g=1cm³)

- Procedimiento
 - La muestra debe estar completamente seca y triturada para reducir los poros impermeables.
 - Pesar una muestra de material (50g) que será colocada dentro de la probeta.
 - En la probeta medimos un volumen de agua (190 ml)
 - Introducimos la muestra de material dentro de la probeta.
 - Después de 24h observamos cual es el volumen final dentro de la probeta (212 ml o 212g)

$$Densidad\ aparente = \frac{212\ g}{190\ ml}$$

$$Densidad\ aparente = 1.12\ \frac{g}{cm^3}$$

La densidad absoluta, también llamada densidad real expresa la masa por unidad de volumen. Es la relación entre la unidad de peso y la unidad de volumen de la fase sólida del suelo, siendo más o menos constante, ya que está determinado por la composición química y mineralógica de la fase sólida.

$$Densidad\ real = \frac{s}{s+A-(s+a)}\ (5)$$

Donde:

S= Peso del suelo

A= Peso del agua

s+a= Peso del suelo y el agua mezclados

$$Densidad\ real = \frac{100\ g}{100\ g + 500g - (540g)}$$

$$Densidad\ real = 1.667 \frac{g}{cm^3}$$

2.6.2 Porosidad de la muestra

El espacio poroso del suelo se refiere al porcentaje del volumen del suelo no ocupado por sólidos. En general el volumen del suelo está constituido por 50% materiales sólidos (45% minerales y 5% materia orgánica) y 50% de espacio poroso. Dentro del espacio poroso se pueden distinguir macro poros y micro poros donde agua, nutrientes, aire y gases pueden circular o retenerse.

Para poder calcular la porosidad de una muestra de suelo se utiliza la siguiente fórmula:

$$Porosidad = 100 * \left(1 - \frac{Densidad\ aparente}{Densidad\ real}\right) \quad (6)$$

$$Porosidad = 100 * \left(1 - \frac{1.12}{1.667}\right) g/cm^3$$

$$Porosidad = 33 \%$$

2.6.3 Cohesión

Para calcular la cohesión de la cantera Llatcón, se procedió a tomar 50 datos ubicados estratégicamente dentro de la cantera; fue necesario la utilización de la veleta la cual nos

permite determinar la resistencia del suelo y de esta manera conocer el estado de las tensiones horizontales.

El resultado de la cohesión se determinó mediante un promedio de todos los datos obtenidos en el campo; dando así una cohesión de 0.1 kg/cm^2 .

2.6.4 Ángulo de fricción

Para determinar el ángulo de fricción es necesario haber obtenido la cohesión, la cual fue obtenida anteriormente. La herramienta utilizada es el penetrómetro, la cual mide la resistencia del suelo y da una indicación de que tan compactado está el suelo, se tomaron 50 puntos repartidos por toda la cantera, obteniendo un resultado promedio de 0.6 kg/cm^2 .

Con los datos obtenidos se procede a graficar los resultados obtenidos con la veleta y el penetrómetro. El resultado del penetrómetro se coloca en el eje de las abscisas donde se traza un arco desde la coordenada 0 y la cohesión en el eje de las ordenadas. Se traza una tangente al arco desde la coordenada de la cohesión, de esta manera se obtiene el ángulo de fricción.

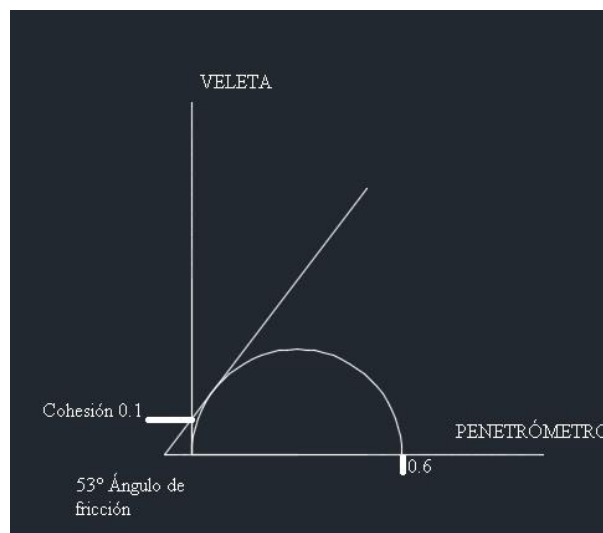


Figura 2.13 Cálculo fricción interna

Fuente: Elaboración propia

2.7 Cálculo de reservas de la fase II

Con los datos topográficos y de continuidad geológica, así como, acuerdos con los dueños de los predios en el área de influencia, determinamos los recursos mineros existentes dentro la concesión minera Llatcón; una vez cuantificados, se procedió a diseñar la cantera y finalmente exponer las reservas mineras.

El método del cálculo de las reservas fue el método de la cuadrícula, en el software minero RECMIN, suele ser más preciso porque se vale de un algoritmo matemático que considera o se vale del área de los mallados de cada superficie en la zona donde existe la diferencia de cotas.

Para la ampliación se tomó como datos relevantes, la cota 2710 msnm aprobada en el diseño anterior, y la cota 2656 msnm como base de diseño, con ello, se mantendría bajo la planificación de la Dirección de minas del Municipio de Cuenca; haciendo que la plataforma final de trabajo de nuestro proyecto tenga continuidad con las plataformas finales de las canteras contiguas.

Con todos estos antecedentes se introdujeron los datos al software para realizar el cálculo mediante bloques de 1m^3 lo cual nos arrojó un resultado de $356,206.30\text{ m}^3$.


2.8 Generalidades para el dimensionamiento de la maquinaria

En la cantera existe maquinaria la cual ayuda a su explotación hasta concluir el diseño anteriormente aprobado; sin embargo, ninguna de estas máquinas es de propiedad del concesionario-propietario de la mina, por lo cual se tiene firmado un contrato de arrendamiento de la maquinaria que expira en el año 2026, motivo por el cual no es necesario hacer un cálculo de maquinaria, sino tan solo aprovechar la ya disponible.

De igual manera todo el material explotado ya tiene dueño, mismo que se encarga de contratar los volquetes necesarios para transportar su material adquirido.


Dentro de estos recursos existentes en la cantera operando de manera tercerizada son:

Tabla 2.4 Especificaciones de la retroexcavadora de la cantera Llatcón.

MAQUINARIA	RETROEXCAVADORA	
Marca	Jhon Deere 410 E	
Potencia	91 HP	
Capacidad del cucharón	1.2 m ³	
Profundidad de excavación	6.1 m	
Ancho	2.3 m	

Fuente: (Catálogo Jhon Deere, 2023)

Tabla 2.5 Especificaciones técnicas de la excavadora de la cantera Llatcón

MAQUINARIA	EXCAVADORA	
Marca	Caterpillar 320D	
Potencia	128.5 Kw	
Capacidad del cucharón	1.19 m ³	
Profundidad de excavación	6.7 m	
Ancho	3 m	

Fuente: (Catálogo Caterpillar, 2023)

2.9 Equipos y señalética de seguridad

Las personas que trabajan dentro de la cantera Llatcón cuentan con su EPP, que consiste en un chaleco reflectado, guantes de protección, uso de mascarilla, botas con punta de acero, etc., dependiendo el área en la cual estén laborando.



Figura 2.14 Equipos de protección dentro de la cantera Llatcón

Fuente: Elaboración propia

En el caso de la señalética la cantera Llatcón cumple con todos los requerimientos exigidos por la ley para llevar a cabo una explotación de áridos y pétreos.

Aun así, con el propósito de informar de las instancias de peligro y obligaciones en la zona de trabajo las señales deben de ser claras y perfectamente visibles ya que también son consideradas como medidas preventivas (Bermeo, 2017).

Estas señales deben de ubicarse en los lugares en donde las personas puedan observarlas con facilidad, de igual forma su tamaño y dimensiones tienen que estar de acuerdo a la norma INEN 439. Los trabajadores tienen que estar capacitados con el manejo de los colores de la señalética y su correspondiente información mediante capacitaciones de seguridad (Díaz, 2009).

Para este proyecto en donde existe riesgos determinados como caída de material, y derrumbes se plantea el manejo de ciertas referencias en la señalética con respecto a los colores.

Tabla 2.6 Colores de señalización usados en seguridad industrial


COLOR	SIGNIFICADO	APLICACIÓN
	Prohibición	Alto riesgo de peligro, parada o alto.
	Prevención	Atención, precaución, obstáculos en tráfico.
	Emergencia o auxilio	Salidas de emergencia, rutas de evacuación.
	Obligación	Obligación de uso de equipos de protección, información de acción específica.

Fuente: INEN 439

Durante la explotación de la cantera se tiene diferente señalética conforme a su color y significado anteriormente descritos.




Tabla 2.7 Señalética de prohibición presente en la cantera Llatcón

PROHIBICIÓN (ROJO)	
SEÑALÉTICA	DESCRIPCIÓN
	Se lo coloca a una altura de dos metros del suelo en un tubo metálico; en las intersecciones en las cuales exista flujo vehicular.
	Prohíbe el ingreso de peatones ya que representa un gran riesgo a su integridad debido al manejo de maquinaria pesada.

	<p>Límite máximo de velocidad a la cual pueden circular volquetes, equipos de carguío o vehículos particulares.</p>
---	---


Fuente: Elaboración propia


Tabla 2.8 Señalética de prevención presente en la cantera Llatcón

PREVENCIÓN (AMARILLO)	
SEÑALÉTICA	DESCRIPCIÓN
	<p>Peligro maquinaria pesada en movimiento, está ubicado en los frentes de trabajo donde opera la maquinaria, evitando el ingreso de personas.</p>
	<p>Deslizamiento de roca, está ubicado en la zona de stock del material y frentes de trabajo, dirigido hacia peatones y automóviles.</p>
	<p>Entrada y salida de volquetes, se utiliza en intersecciones y zonas de tráfico.</p>

Fuente: Elaboración propia


Tabla 2.9 Señalética de emergencia presente en la cantera Llatcón

EMERGENCIA O AUXILIO (VERDE)	
SEÑALÉTICA	DESCRIPCIÓN
	<p>Botiquín de emergencias, contiene lo necesario para dar una primera ayuda en caso de accidentes y está ubicado en la garita de control.</p>

	<p>Punto de encuentro, está ubicado al centro de la cantera evitando cualquier peligro en caso de temblor, etc.</p>
---	---

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.10 Señalética de obligación presente en la cantera Llatcón

OBLIGACIÓN E INFORMACIÓN	
SEÑALÉTICA	DESCRIPCIÓN
	<p>Uso obligatorio de equipo de protección personal (EPP), está ubicado en la garita de control para así asegurar su uso.</p>

Fuente: Elaboración propia



Figura 2.15 Croquis de la cantera con ubicación de señalética

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO 3

3. DISEÑO DE EXPLOTACIÓN

3.1 Planificación de la explotación

La planificación minera, que se define como el proceso de ingeniería que transforma el recurso mineral en el mejor negocio productivo, alineado con parámetros operativos que busquen maximizar el valor presente neto (VAN), el volumen total de reserva, el tiempo de explotación, minimizar el riesgo de la inversión, etc., e integrando las restricciones impuestas por el recurso mineral, el mercado y el entorno.

Por esto se tuvo que realizar en primera instancia un levantamiento topográfico para obtener los datos de las cotas a las que se estaba trabajando, la extensión del área explotada, etc., parámetros necesarios para poder establecer el nuevo diseño de explotación.

Una vez realizado lo detallado anteriormente se procedió a obtener muestras del material presente para llevarlo al laboratorio y realizar algunas pruebas geomecánicas, al mismo tiempo que se contrató a una empresa especializada en estudios geomecánicos para poder extraer datos como el factor y ángulo de seguridad, altura máxima a la cual deben permanecer los bancos, conservando un factor de seguridad adecuado.

Ya con todos estos datos obtenidos se logró hacer una caracterización dentro del programa RecMin en el cual se establece primeramente toda la topografía actual para tener una base en la cual trabajar, con los datos de laboratorio y del estudio geotécnico se establece las restricciones con las cuales debemos diseñar nuestra nueva explotación; así como el permiso del municipio de Cuenca el cual nos implanta una profundidad máxima a la cual podemos expandirnos.

Con todo esto solo se puede llegar a un diseño final el cual estará compuesto por nueve etapas, las cuales abarcaran toda la nueva área destinada a explotación.

El diseño final además de darnos el pit de explotación, también nos da información de volúmenes a explotar por lo que se logró realizar una evaluación económica y definir si este nuevo diseño de explotación es viable o no económicamente.

3.2 Variables a tomar en cuenta en el diseño

3.2.1 Diseño de la cantera

3.2.1.1 Profundidad de la cantera

Para poder realizar este cálculo, se utiliza la diferencia entre la cota superior y cota inferior del área a explotar; en este caso sería, la cota alta 2710 msnm hasta la cota 2656 msnm.

$$H = H_s - H_i$$

$$H = 2710\text{msnm} - 2656\text{msnm}$$

$$H = 54 \text{ m}$$

3.2.1.2 Altura de banco

Para determinar este parámetro es necesario conocer las dimensiones de la maquinaria de carga, en especial el alcance máximo que tiene el cucharón. En este caso se usará una retroexcavadora Caterpillar 320D, que tiene un alcance de brazo de 6.7 m, por lo tanto, la altura del banco será de 6 metros.

3.2.1.3 Ángulo de talud

- Factor de seguridad

Para realizar el cálculo del factor de seguridad se utilizó los ábacos de Hoek y Bray, en este caso se escogió el gráfico No. 1 “Pendiente totalmente drenada” ya que no se encuentra agua subterránea en la pendiente.

Para proceder con los cálculos se cuentan con los siguientes datos:

$$C = 0.1 \text{ kg/cm}^2$$

$$\gamma = 1.89 \text{ g/cm}^3$$

$$H = 6 \text{ m}$$

$$\Phi = 53^\circ$$

$$\frac{\frac{C}{\gamma * H * \tan(\Phi)}}{0.00189 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^3} * 600 \text{ cm} * \tan(53^\circ)} = 0.067$$

Una vez encontrado el valor de 0.067, se procede a buscar en el ábaco No. 1 de Hoek y Bray siguiendo la parte de la línea radial, se traza una línea recta desde dicho valor hasta el punto 0 y al final de busca la intersección con el ángulo de la pendiente.

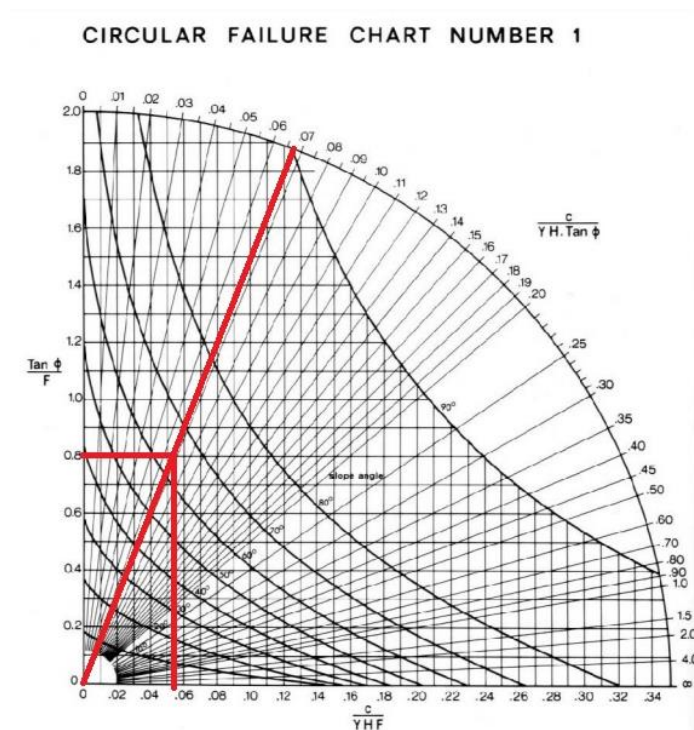


Figura 3.1 Cálculo del factor de seguridad

Fuente: Elaboración propia

Finalmente se calcula el factor de seguridad F con los datos obtenidos anteriormente.

$$\frac{\tan(\Phi)}{F} = 0.8$$

$$F = \frac{\tan(53)}{0.8} = 2.27$$

Analizando el factor de seguridad de 2.27, podemos considerar que el talud se mantendrá estable y seguro para el diseño de explotación.

3.2.1.4 Número de bancos

Para determinar el número de bancos es necesario conocer la profundidad de la cantera y la altura que tendrá cada banco, utilizando la siguiente fórmula:

$$\# \text{ de bancos} = \frac{\textit{Profundidad del depósito}}{\textit{Altura del banco}}$$

$$\# \text{ de bancos} = \frac{54 \text{ m}}{6 \text{ m}} = 9$$

Se construirán 9 bancos de 6 metros de altura desde la cota 2710 msnm hasta la cota 2656 msnm.

3.2.2 Estudio geofísico y geotécnico

El consultor, empleó un método de ensayo geofísico sísmico indirecto avalado en la Norma Ecuatoriana de Construcción, la cual es conocida por ser económica y rápida para realizar estos ensayos; por eso su conocimiento masivo es esencial, el método geofísico empleado para el caso es el de refracción sísmica y de medición de ondas de corte (MASW y MAM) que basa sus procedimientos en matemática avanzada como las Transformadas de Fourier, inversión de matrices, velocidad de fase, ondas Rayleigh, etc. (Rivas. L; R. A). La base del ensayo sísmico de refracción, consiste en, la medición de los tiempos de viaje de las ondas de compresión (Ondas P) generadas por una fuente de energía impulsiva a unos puntos localizados a distancias predeterminadas a lo largo de un eje sobre la superficie del terreno (geófonos). La energía que se propaga en forma de ondas es detectada, amplificada y registrada de tal manera que puede determinarse su tiempo de arribo en cada punto. El tiempo cero o inicio de la grabación es generado por un

dispositivo de arranque que activa el sistema de adquisición de datos al momento de producirse el impacto o explosión. La diferencia entre el tiempo de arribo y el tiempo cero, permite evaluar el tiempo de propagación de las ondas desde la fuente de energía hasta el lugar en que éstas son registradas y obtienen el nombre de dromocronas.

Equipo utilizado

Para la prospección sísmica en la cantera Llatcón, se utilizó:

- Sismógrafo Gea24 PASI
- 24 geófonos verticales de 4.5 Hz a 15 Hz de frecuencia
- Cables sísmicos
- Martillo de 8kg
- Placa de acero
- Cable trigger
- Software Geopsy
- Software Easy MAS W
- Software GEA-PC
- Computador
- Cable USB

3.2.2.1 Velocidad de onda promedio en los primeros 30 metros para diseño sismo resistente de estructuras

3.2.2.1.1 Primera línea sísmica (LS-1)

La primera línea sísmica se generó paralela al talud del margen izquierdo de la vía, en la zona que se pretende incrementar la explotación. La longitud de exploración en superficie llegó a 100 m., cuyos resultados los verificamos en el siguiente gráfico y constan en el anexo de geofísica.

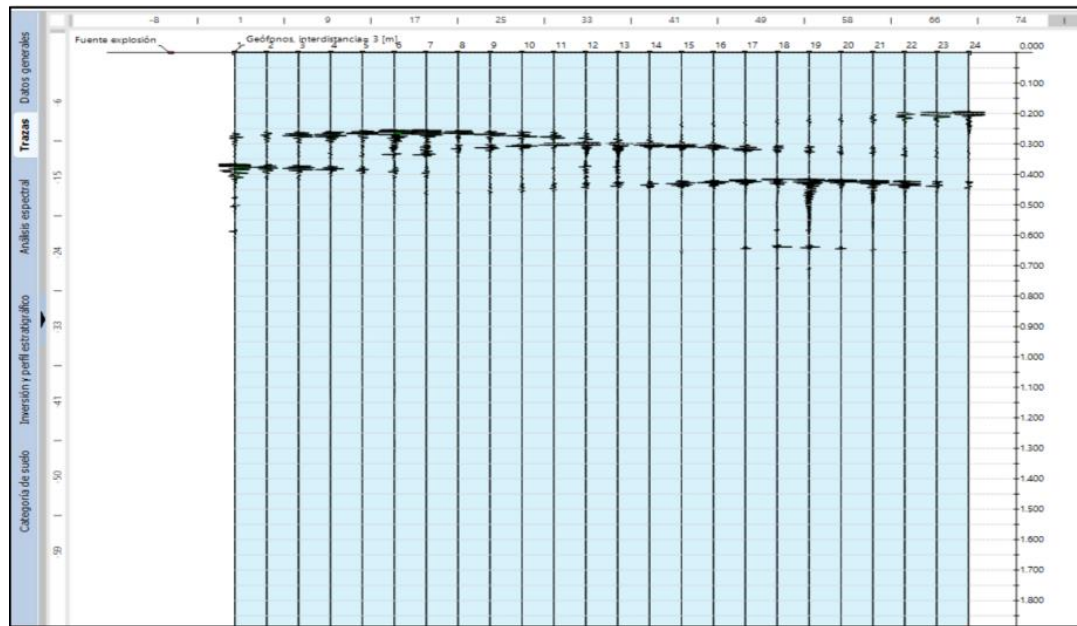


Figura 3.2 Sismograma generado LS-1

Fuente: INGEO- Estudio geomecánico



Figura 3.3 Línea de disparo LS-1

Fuente: Elaboración propia

Resultados de la primera línea sísmica (LS -1)

Los resultados de la primera línea sísmica, son tomados del estudio realizado por la empresa INGEO, de manera textual:

La primera línea presenta hasta los 30 m de profundidad, cinco capas en función de sus velocidades de onda. Sin embargo, al realizar el análisis se observa que las velocidades exponen variación en los cuatro primeros estratos, eso representa en el macizo rocoso una disminución de fracturas, rocas más sanas con la profundidad. Entre el cuarto y quinto estrato se observa una misma roca. Las velocidades de onda y los estratos inferidos son los siguientes:

Desde la cota de exploración, hasta los 3.00 m, expone en promedio una $V_p = 265.57$ m/s. y la $V_s = 162.63$ m/s. Se presenta como un material muy húmedo, ocupado en la vía de acceso a las minas del lugar, su velocidad de onda es baja por la saturación.

Desde los 3.00 m hasta casi 9.00 m de potencia el material aumenta sus velocidades de onda, correspondiendo a materiales con comportamiento de suelos rígidos a rocas blandas. $V_p = 588.85$ m/s y $V_s = 360.60$ m/s.

Desde los 9.00 m hasta aproximadamente 14.00 m de profundidad, el material tiene similitud con rocas que exponen fracturas. $V_p = 990$ m/s y $V_s = 606.25$ m/s.

Desde los 14.00 m hasta casi 21 m, las velocidades exponen un cambio de estrato, las ondas son correspondientes a una roca de mayor resistencia y menor fractura $V_p = 1180.35$ m/s y $V_s = 722.81$ m/s.

Finalmente, desde los 21.00 m hasta los 30 m, las velocidades exponen un muy similar estrato, las ondas son correspondientes a una roca de mayor resistencia y menor fractura $V_p = 1181.32$ m/s y $V_s = 723.41$ m/s.

3.2.2.1.2 Segunda línea sísmica

La segunda línea sísmica se generó casi paralela a la primera, en el costado derecho de la vía, en la parte baja del talud. La figura presenta el sismograma generado una vez que se realizó el ensayo en el campo, al igual que la longitud de exploración en superficie.

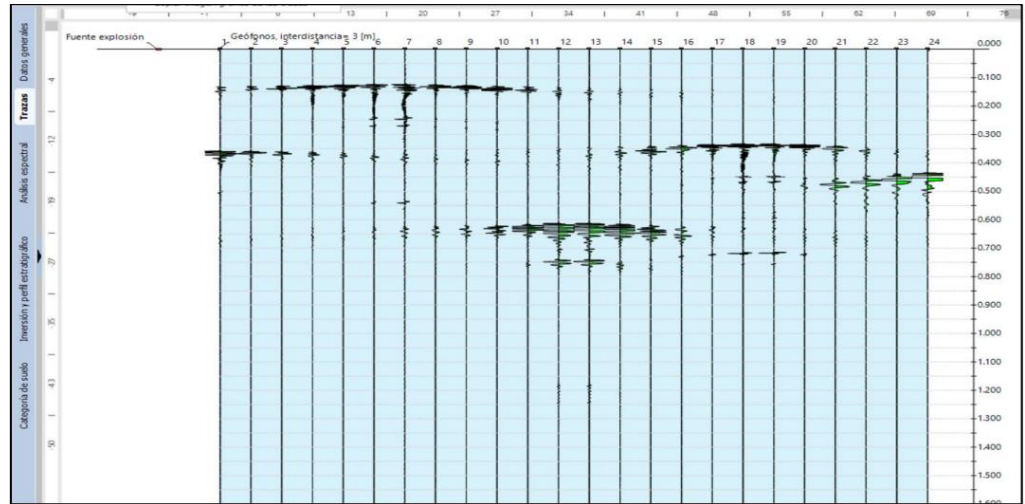


Figura 3.4 Sismograma generado LS-2

Fuente: INGENIO- Estudio geomecánico



Figura 3.5 Línea de disparo LS-2

Fuente: Elaboración propia

Resultados de la segunda línea sísmica (LS -2)

La segunda línea presenta hasta los 30 m de profundidad, cinco capas en función de sus velocidades de onda. Sin embargo, al realizar el análisis se observa que las velocidades exponen variación en los cuatro primeros estratos, eso representa en el macizo rocoso una disminución de fracturas, rocas más sanas con la profundidad. Entre el cuarto y quinto estrato se observa una misma roca. Las velocidades de onda y los estratos inferidos son los siguientes.

Desde la cota de exploración, hasta los 3.00 m, expone en promedio una $V_p = 409,13$ m/s. y la $V_s = 250,54$ m /s. Se presenta como un material húmedo tipo mejoramiento superficial, ocupado en la vía de acceso a las minas del lugar.

Desde los 3.00 m hasta casi 7.00 m de potencia el material aumenta sus velocidades de onda, correspondiendo a materiales con comportamiento de suelos rígidos a rocas blandas. $V_p = 810.68$ m/s y $V_s = 496.44$ m/s.

Desde los 7.00 m hasta aproximadamente 12.00 m de profundidad, el material tiene similitud con rocas que exponen fracturas. $V_p = 1007.22$ m/s y $V_s = 616.79$ m/s.

Desde los 12.00 m hasta los 19.00 m, las velocidades exponen un cambio de estrato, las ondas son correspondientes a una roca de mayor resistencia y menor fractura $V_p = 1192.16$ m/s y $V_s = 730.05$ m/s.

Finalmente, desde los 19.00 m hasta los 30 m, las velocidades exponen un muy similar estrato, las ondas son correspondientes a una roca de mayor resistencia y menor fractura $V_p = 1195.80$ m/s y $V_s = 732.28$ m/s.

3.2.3 Análisis del peligro sísmico de la zona de estudio

El estudio del peligro sísmico guarda relación entre los parámetros de movimiento de suelo y su periodo de recurrencia; sin embargo, desde el punto de vista ingenieril, lo que interesa es conocer además los niveles de aceleración, velocidad y desplazamiento

esperados en el sitio del área de estudio. El peligro sísmico, representa la probabilidad de que un valor dado de intensidad sísmica (aceleración, velocidad o desplazamiento), sea excedido en un lugar durante un periodo de tiempo determinado.

3.2.3.1 Perfil del suelo en función de la onda de corte V_s

Para poder determinar el tipo de perfil en función del tipo de suelo, es necesario determinar la velocidad de onda cortante V_{s30} promedio, que se obtuvo de los ensayos de prospección geofísica de sísmica del ensayo MAS W. De los ensayos geofísicos realizados, se concluye que el perfil de la zona de acuerdo con la normativa NEC, es del tipo C.

Tipo de Perfil	Descripción	Definición
A	Perfil de roca competente	$V_s \geq 1500\text{m/s}$
B	Perfil de roca de rigidez media	$1500\text{m/s} > V_s \geq 760\text{m/s}$
C	Perfiles de suelos muy densos o roca blanda, que cumplan con el criterio de velocidad de la onda de cortante, o	$760\text{m/s} > V_s \geq 360\text{m/s}$
	Perfiles de suelos muy densos o roca blanda que cumplan con cualquiera de los dos criterios	$N \geq 50,0$ $S_u \geq 100\text{Kpa}$
D	Perfiles de suelos rígidos que cumplan con el criterio de velocidad de onda de cortante	$360\text{m/s} > V_s \geq 180\text{m/s}$
	Perfiles de suelos rígidos que cumplan cualquiera de las dos condiciones	$50,0 > N \geq 15,0$ $100\text{Kpa} > S_u \geq 50\text{Kpa}$
E	Perfil que cumpla el criterio de velocidad cortante, o	$V_s < 180\text{m/s}$
	Perfil que contiene un espesor total H mayor de 3m de arcillas blandas	$IP > 20$
		$w \geq 40\%$ $S_u < 50\text{Kpa}$
F	Perfiles de suelo tipo F que requieran una evaluación realizada explícitamente en el sitio por un ingeniero geotecnista.	

Figura 3.6 Tipo de suelo determinado

Fuente: INGENIO- Estudio geomecánico

3.2.4 Análisis de estabilidad de talud

El análisis se lo realizó sobre la topografía entregada por el concesionario minero. A más de la geometría, tres parámetros son los de mayor influencia en el análisis, los cuales son: valores de geotécnicos del material, las condiciones de agua subterránea y el coeficiente de aceleración sísmica para el análisis pseudoestático.

3.2.4.1 Análisis de estabilidad por el método de equilibrio límite

Según el consultor, el método de equilibrio límite, asume que, en el caso de una falla, las fuerzas actuantes y las resistentes son iguales a lo largo de la superficie de falla equivalentes a un factor $FS = 1.00$, es decir en equilibrio. El análisis se puede realizar estudiando directamente la totalidad de la longitud de la superficie de falla o dividiendo la masa deslizada en tajadas. Con este método se asume que el factor de seguridad es igual para todos los puntos a lo largo de la superficie de falla. Para la modelación del perfil se han tomado como base algunas consideraciones entre las que destacamos las siguientes:

- Efecto del nivel freático sobre superficie, materiales saturados por infiltración
- Eventos sísmicos
- Tipo de materiales (perfil estratigráfico)
- Tipo de movimiento
- Combinación de eventos críticos, material saturado condiciones pseudoestáticas

Se considera que, el macizo rocoso es fracturado, por lo cual es muy poco probable una saturación; sin embargo, se va a considerar la presencia de agua sobre el talud.

En lo referente a los estratos presentes, los ensayos geofísicos determinaron que se trata de un solo macizo rocoso que aumenta su resistencia al disminuir la fracturación conforme se profundiza. Cabe señalar que las 36 propiedades geomecánicas de los materiales fueron las calculadas por los ensayos geofísicos expuestos y la correlación con la geología de la zona.

Tabla 3.1 Parámetros geomecánicos

ESTRATO	TIPO DE MATERIAL	Potencia	PARAMETROS FISICO-MECANICOS		
			γ (Prom) (KN/m ³)	C (kg/cm ²)	ϕ (°)
Capa I	Roca blanda de acuerdo con la geología tipo V	3 - 14	18 - 19	0.1	32
Capa II	Roca dura de acuerdo con la geología tipo IV	>30	21 - 23	0.15	35 - 40

Fuente: INGEO- Estudio geomecánico

Todos estos cálculos nos proponen establecer un **ángulo de liquidación de la cantera de 32°** (Capa I), ya que si lo diseñamos con un ángulo de 35 o 40° (Capa II) puede generar inestabilidad en el talud.

Se estableció el valor de la aceleración máxima de la zona (0.25 g), para el cálculo en condiciones pseudoestáticas de taludes. La NEC (2015) establece que la demanda sísmica para los análisis pseudo-estáticos será del 60% de la aceleración máxima en el terreno; por lo cual, para el caso de la modelación de condiciones saturadas - pseudoestáticas, al igual que condiciones dinámicas con sobrecarga y dinámicas con sobre carga y saturadas, el valor de la aceleración considerado es de 0.195, cumpliendo con lo estipulado en la normativa guía.

3.2.4.2 Recomendaciones para la explotación planificada en la ampliación

La tabla 3.2 presenta las alturas de corte y pendientes sugeridas en función del tipo de material. En el presente caso se considera un material rocoso, cuya resistencia varía de blanda a dura. En función de lo recomendado por diversos autores, se tiene las siguientes pendientes sugeridas para la zona 0.5H: 1V (H: ancho del banco; V: altura de banco) La pendiente sugerida plantea bermas hasta de 5 m de ancho con alturas de corte de 10 m. El ancho sugerido es con el fin de que la excavadora pueda conformar las terrazas.

Tabla 3.2 Recomendaciones respecto a pendientes a trabajar en taludes.

Material	Propiedades	Altura del Corte	Pendiente Sugerida
Roca dura			0.3H:1V a 0.8H:1V
Roca blanda			0.5H:1V a 1.2H:1V
Arena	Poco densa		1.5H:1V a 2H: 1V
	Denso	Menos de 5	0.8H:1V a 1H:1V
		5 a 10	1H:1V a 1.2H:1V
Suelo arenoso		Menos de 5	1H:1V a 1.2H:1V
	Poco denso	5 a 10	1.2H:1V a 1.5H:1V
		Menos de 10	0.8H:1V a 1H:1V
	Densa	10 a 15	1H:1V a 1.2H:1V
Mezcla de arena con grava o masas de roca		Menos de 10	1H:1V a 1.2H:1V
	Poco densa	10 a 15	1.2H:1V a 1.5H:1V
Suelos cohesivos		0 a 10	0.8H:1V a 1.2H:1V
Suelos cohesivos mezclados con masa de roca o bloques.		Menos de 5	1H:1V a 1.2H:1V
		5 a 10	1.2H:1V a 1.5H:1V

Fuente: INGEO- Estudio geomecánico

3.2.4.3 Conclusiones del estudio geotécnico (Método Geofísico)

La geología de la zona es concordante con los resultados obtenidos de los ensayos geofísicos y lo presente en el campo lutitas estratificadas.

La exploración de campo generada obedece a ensayos geofísicos aplicando el método de ondas superficiales. Por medio de este método se determina las velocidades de onda cortante y longitudinal del subsuelo, logrando obtener una idea clara de las diferentes capas del subsuelo.

Se generaron dos líneas sísmicas paralelas. En ambos casos la velocidad de onda permitió clasificar al material como Tipo C, rocas blandas acorde a lo verificado en el campo, y en los estratos más profundos se determinó que son rocas duras.

Las dos líneas sumaron 144 ml de exploración en superficie, 72 ml cada línea, permitiendo conocer el perfil stratigráfico del subsuelo. A mayor profundidad el material expone mayor resistencia por una posible disminución de fracturas.

Los parámetros geomecánicos utilizados en la modelación, fueron determinados por los ensayos geofísicos ejecutados, la recopilación de información referente a la geología de la zona y la correlación de resultados de varios autores.

En función de la conjugación de resultados de campo e investigación bibliográfica, se determinó que el subsuelo está conformado por dos estratos. De los cuales la primera capa, llamada en el informe Capa I, obedece a rocas blandas con una potencia no mayor a 14 m y la segunda capa o Capa II, obedece a rocas duras con una potencia mayor a 30 m.

En función de la altura actual de la terraza de la zona, se modeló ampliando en 10 metros la zona de explotación en la base del talud. Los resultados exponen estabilidad en las diferentes condiciones que establece la normativa directriz, permitiendo la explotación del macizo.

Las condiciones valoradas en la modelación fueron en condiciones normales de trabajo, modelación por evento sísmico y cálculo de la estabilidad por evento de lluvias intensas y prolongadas que puedan saturar el macizo.

En la conformación de nuevas terrazas se estableció una relación 0.5 H: 1 V (depende del tipo de material y sus propiedades); con anchos de bermas de 5 m y alturas de talud de 10 m, los resultados en las diferentes condiciones exponen estabilidad; sin embargo, es posible establecer relación desde 0.3 H: 1 V a 1.2 H: 1 V, lo cual permite generar la explotación del árido acoplándose a pendientes que generen estabilidad. De acuerdo con varios autores cuando se trabaja en sistemas de terrazas sobre rocas, la altura no expone una limitación, por lo cual permite acoplar las terrazas a la topografía garantizando pendientes estables.

La modelación se consideró únicamente para la explotación de 12 m más en la base. Desde la cota actual; por lo cual, de requerirse explotar cantidades mayores, debe realizarse nuevas modelaciones.

3.2.5 Acuerdos con los dueños de las tierras

Para poder llevar a cabo la fase II de explotación de la cantera Llatcon fue necesario pedir aprobación de los dueños de las tierras colindantes a las del dueño de la cantera, estableciendo límites a explotar y por supuesto el beneficio económico establecido dentro de la ley de minería por cada metro cúbico explotado.

3.3 Descripción de la metodología de explotación

Como actividad inicial en el proceso productivo de extracción, se tiene al destape, que se define como, el proceso mediante el cual el material que sobre yace o encaja el mineral es removido y colocado en los sitios de acopio.

El material estéril por ser capa vegetal, es arrancado y acopiado en la escombrera, la misma debe cumplir los siguientes requerimientos:

- Presentar facilidades topográficas para dicha construcción.
- Estar emplazado en un lugar en donde la normalidad de los trabajos mineros no se vea afectada.
- Encontrarse lo más cerca posible a los frentes de destape o descapote.

Durante la fase de prospección y exploración realizada, se tiene que, se han descubierto lateralmente el depósito en sus caras (este, sur y oeste), el estéril en la parte superior sigue siendo una capa muy fina, casi inexistente, en algunos caso aflora la roca directamente a la superficie, se ha considerado indispensable que para precautelar la integridad de personal, equipos y personas o propiedades colindantes, así como para lograr la estabilización de la antigua zona de explotación, el sistema de explotación empleado sea por medio de bancos descendentes.

3.3.1 Determinación de parámetros de explotación

En este punto se procederá a determinar los elementos de diseño de la explotación a cielo abierto, estos son:

- Dirección óptima de explotación.
- Anchos de plataformas de trabajo para arranque y liquidación en la cantera.
- Alturas y ángulos de taludes para arranque y liquidación de la cantera.

3.3.1.1 Dirección óptima de explotación ampliada

Dadas las condiciones topográficas actuales del terreno, en el que se ha explotado anteriormente, se ha procedió a analizar la opción de explotación, con referencia al alto del banco de trabajo, que son perpendiculares entre sí.

Por ello se dedujo que la explotación debe llevar una dirección SUR ESTE-NOR OESTE.



Figura 3.7 Dirección propuesta para el nuevo diseño de explotación

Fuente: Elaboración propia

3.3.1.2 Anchos de plataformas de trabajo para arranque y liquidación de la cantera

Este parámetro comprende principalmente el diseño de las plataformas, para cada una de las fases de trabajo. Las plataformas de trabajo, se define como el espacio horizontal que en cada nivel de producción se requiere para el normal desenvolvimiento de todas las actividades; mientras que la plataforma de liquidación comprende el espacio horizontal requerido para el mantenimiento de la zona en la que anteriormente se efectuó la explotación. Para el cálculo de la plataforma de trabajo se consideran los siguientes factores:

- Berma de Seguridad.

La berma de seguridad es el espacio de seguridad que se deja desde la arista superior del talud subyacente hacia la plataforma debido a la presencia de la cuña de desprendimiento; entendiéndose esta última como la diferencia entre el ángulo de talud del banco y el ángulo de resistencia interna de la roca.

$$B = 0.2Hb + 4.5$$

Donde:

B= Ancho de la berma (m)

Hb= Altura de banco (m)

$$B = 0.2(6) + 4.5$$

$$B = 5.4 \text{ m}$$

- Ancho de la vía

El ancho de carriles es el espacio de la plataforma que será ocupado para el normal desenvolvimiento de las actividades de carguío y transporte del mineral extraído en la fase de producción.

$$T = a * (0.5 + 1.5 * n)$$

Donde:

T= Ancho de la vía

a= Ancho del vehículo de mayor dimensión

n = Número de carriles igual a 1

$$T = 3 * (0.5 + 1.5 * 1)$$

$$T = 6 \text{ m}$$

- Espacio de maniobra para la excavadora

El espacio de maniobra se determina de acuerdo al ancho de la excavadora.

$$C = 1.5 * Ae$$

Donde:

C = Espacio de maniobra de la excavadora (m)

Ae = Ancho de la excavadora

$$C = 1.5 * 3$$

$$C = 4.5 \text{ m}$$

- Ancho del prisma de deslizamiento

Se calcula con la siguiente fórmula:

$$Pd = \frac{Hb}{\tan(53)}$$

$$Pd = \frac{6}{\tan(53)}$$

$$Pd = 4.52 \text{ m}$$

- Ancho de la plataforma de trabajo

El cálculo del ancho de la plataforma de trabajo ayuda al mejor desarrollo de las actividades logísticas y de extracción. Se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{pt} = A + C + T + B + Pd$$

Donde:

B = Berma de seguridad (m)

T = Ancho de la vía (m)

C = Espacio de maniobra de la excavadora (m)

A = Ancho de la pila de material (4m)

Pd = Ancho del prisma de deslizamiento

$$B_{pt} = 4 + 4.5 + 6 + 5.4 + 4.5$$

$$B_{pt} = 24.4 \text{ m}$$

El ancho de la plataforma de trabajo nos salió 24.4 m, sin embargo, es necesario implementar un espacio para la construcción de una cuneta (0.4m), lo que, aproximando, nos daría un ancho de plataforma de 25 m.

3.3.1.3 Ángulo de liquidación de la cantera

Está en función del coeficiente de seguridad y del ángulo de trabajo. Se calcula con la siguiente ecuación:

$$\alpha f = \frac{\Phi}{K_s}$$

Donde:

αf = Ángulo de liquidación

Φ = Ángulo de trabajo

K_s = (1.5 - 1.7)

Se escogió el valor de 1.7 para K_s para mantener la estabilidad.

$$\alpha f = \frac{53}{1.7}$$

$$\alpha f = 31.17^\circ$$

La altura y ángulo de trabajo serán tomados de las recomendaciones del estudio geotécnico, ya que esta toma en cuenta muchos indicadores como peso específico, cohesión, ángulo de fricción, etc. que lo hacen muy exacto a la hora de calcularlos.

En este caso se tendría una altura máxima de trabajo de 6m y un ángulo promedio de unos 53° de talud de banco.

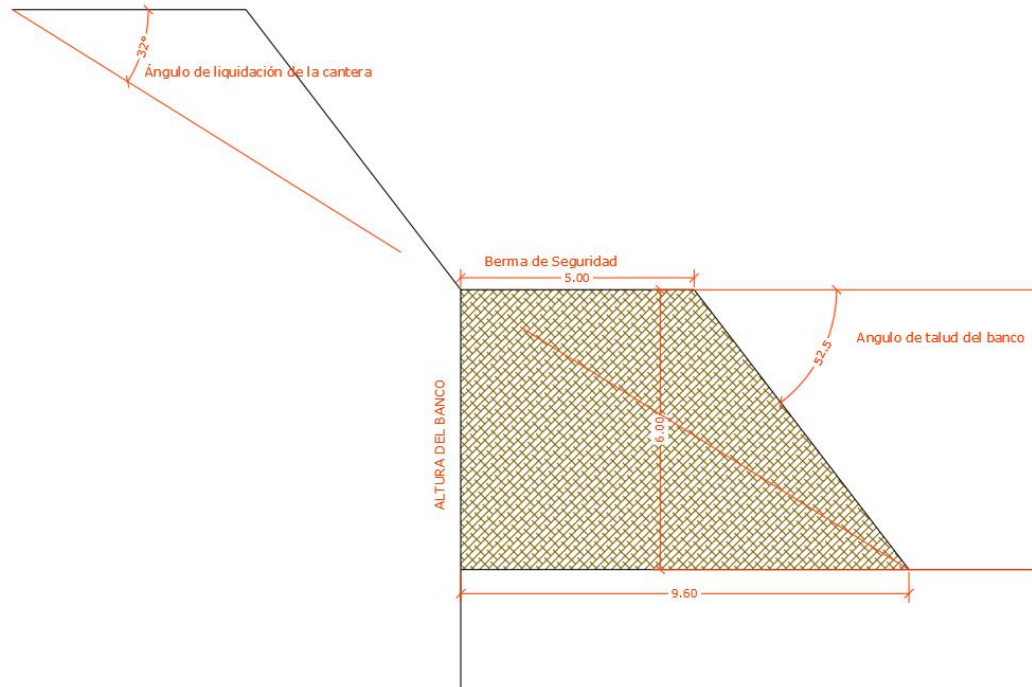


Figura 3.8 Diseño de talud

Fuente: Elaboración propia

3.4 Alternativas de diseño previas al diseño óptimo

Una vez que se tiene todos estos datos recopilados nos podemos dar cuenta que no se pueden generar diversos diseños de explotación ya que, tenemos variables muy específicas que no pueden ser cambiadas para obtener los mejores resultados en base a la cantidad de volumen explotado y sobre todo para garantizar la estabilidad de los taludes y que se puedan mantener con el tiempo evitando futuras deslaves o derrumbes inesperados. Por lo que nuestro diseño final tendrá que ejecutarse con las siguientes restricciones.

Tabla 3.3 Restricciones para el diseño de explotación

RESTRICCIONES PARA EL DISEÑO DE EXPLOTACIÓN	
Método de trabajo	Bancos descendentes
Altura y ángulo de taludes	Altura= 6m Ángulo= 53°

Ancho de plataforma para trabajo	24.4m
Ancho de berma	5m
Número de bancos	9

Fuente: Elaboración propia

3.5 Diseño de etapas de explotación

Para poder establecer las etapas de explotación de esta cantera fue necesario dividirla en 9 etapas, comenzando en la cota 2710 msnm utilizando el método de explotación en bancos descendentes, hasta llegar a la cota 2656 msnm. El área explotada en cada etapa está expuesta de color blanco para identificarla de mejor manera.

El software utilizado fue RecMin, el cual nos ayudó a calcular de forma precisa el volumen explotable y área a intervenir usando el método de bloques de 1m³.

3.5.1 Primera etapa de explotación

En esta etapa está destinado al desbroce de una ligera capa de vegetación y avanzar con el primer banco de explotación tomando en cuenta las restricciones ya establecidas.

Este banco va desde la cota 2710 msnm hasta los 2704 msnm, con un volumen de material de 10 m³ en un área de 12.8 m².

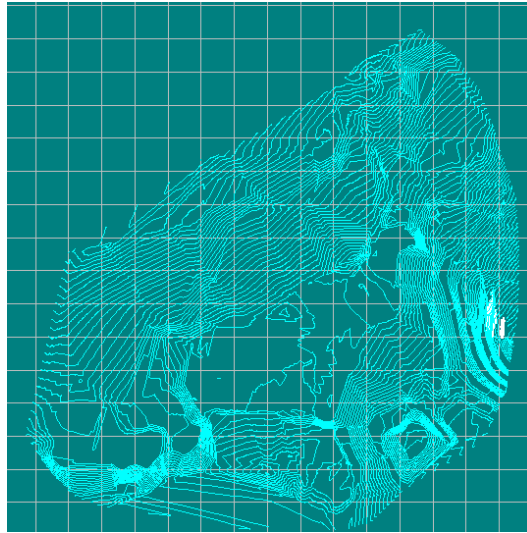


Figura 3.9 Primera etapa de explotación

Fuente: Elaboración propia

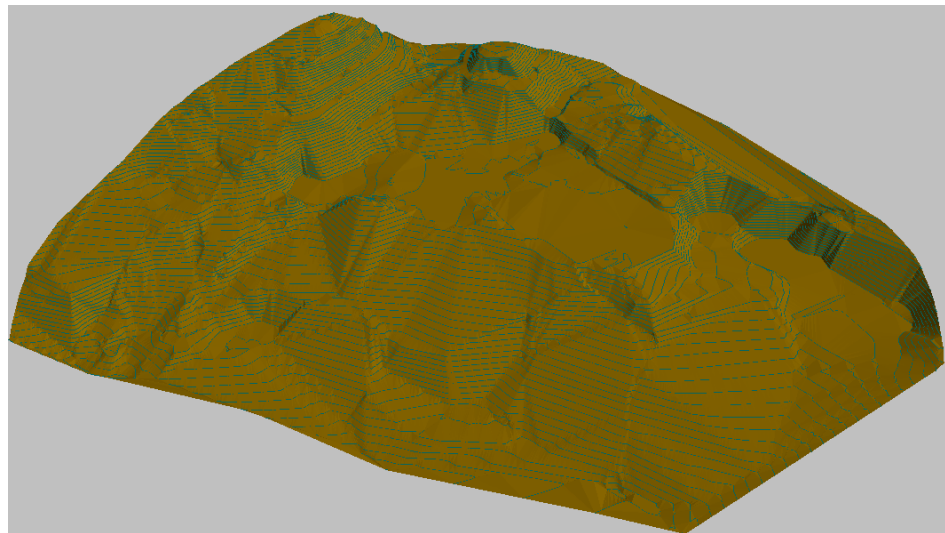


Figura 3.10 Dibujo 3D de la primera etapa de explotación

Fuente: Elaboración propia

3.5.2 Segunda etapa de explotación

Una vez culminada la primera etapa de explotación se estableció la segunda etapa; que va desde la cota 2704 msnm hasta los 2698 msnm con un volumen de material explotable de 20.13 m³ en un área de 29.2 m².

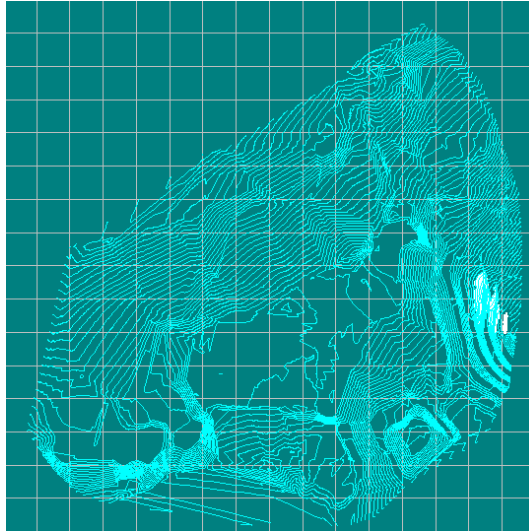


Figura 3.11 Segunda etapa de explotación

Fuente: Elaboración propia

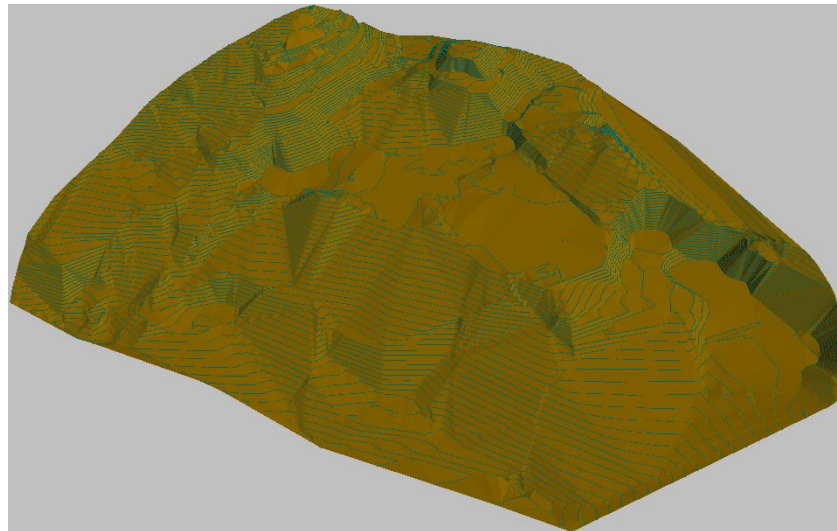


Figura 3.12 Dibujo 3D de la segunda etapa de explotación

Fuente: Elaboración propia

3.5.3 Tercera etapa de explotación

Para la tercera etapa el banco es desde la cota 2698 msnm hasta los 2692 msnm con un volumen de material explotable de 3095.00 m³ en un área de 1125.1 m².

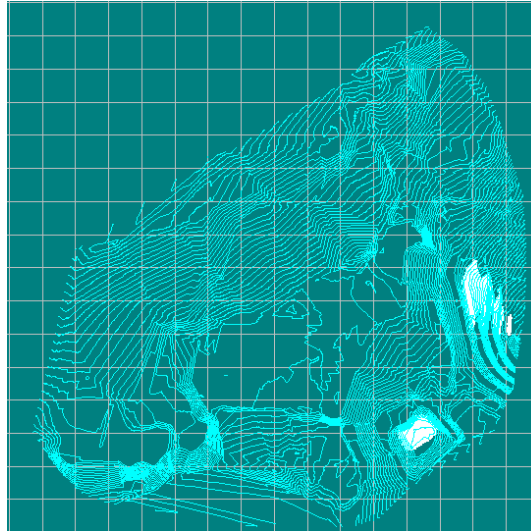


Figura 3.13 Tercera etapa de explotación

Fuente: Elaboración propia

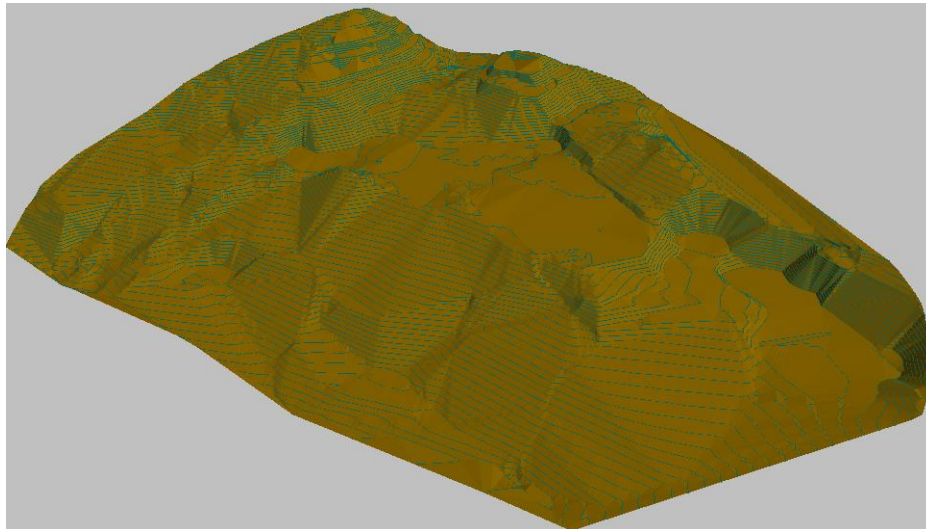


Figura 3.14 Dibujo 3D de la tercera etapa de explotación

Fuente: Elaboración propia

3.5.4 Cuarta etapa de explotación

En la cuarta etapa el banco va desde la cota 2692 msnm hasta los 2686 msnm con un volumen explotable de material de 8130.87 m³ en un área de 2644.8 m².

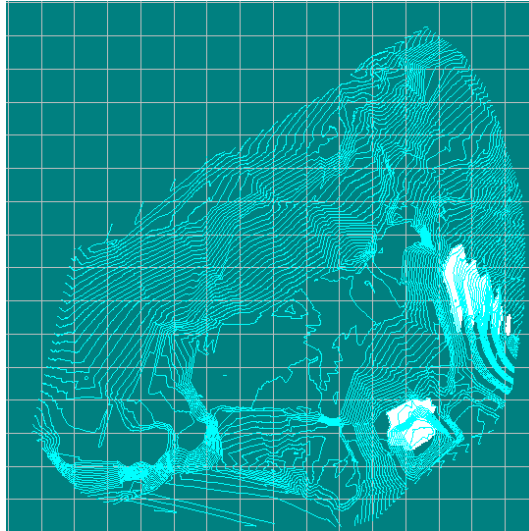


Figura 3.15 Cuarta etapa de explotación

Fuente: Elaboración propia

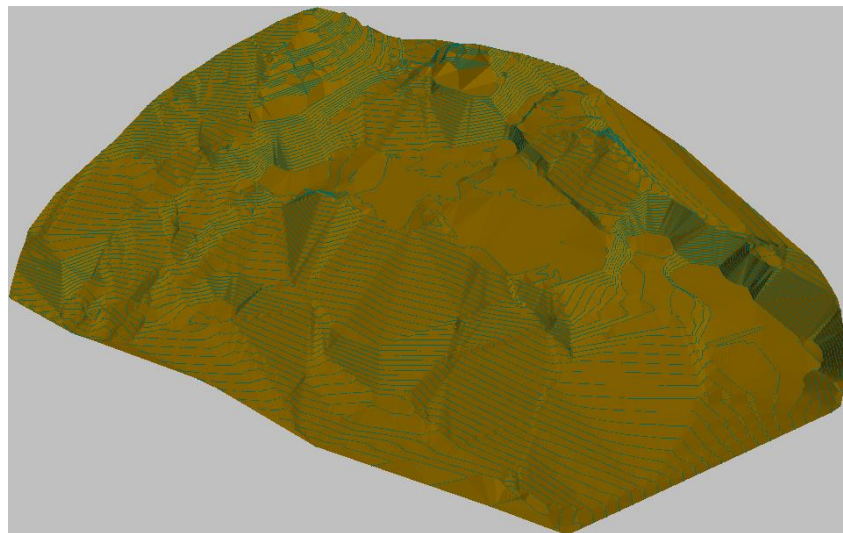


Figura 3.16 Dibujo 3D de la cuarta etapa de explotación

Fuente: Elaboración propia

3.5.5 Quinta etapa de explotación

En la quinta etapa el bancon va desde la cota 2686 msnm hasta los 2680 msnm, con un volumen explotable de material de 18652.11 m³ en un área de 5012.7 m².

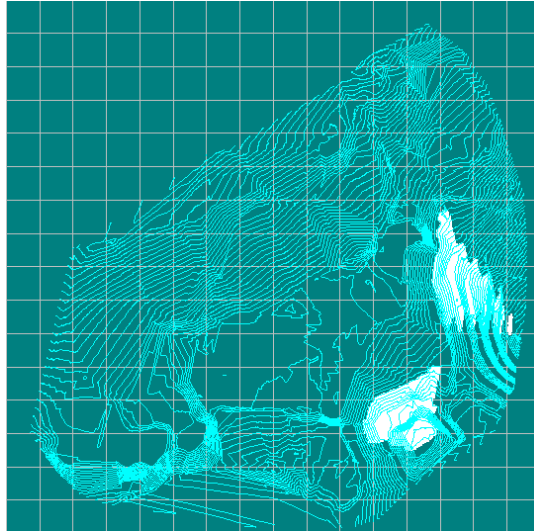


Figura 3.17 Quinta etapa de explotación

Fuente: Elaboración propia

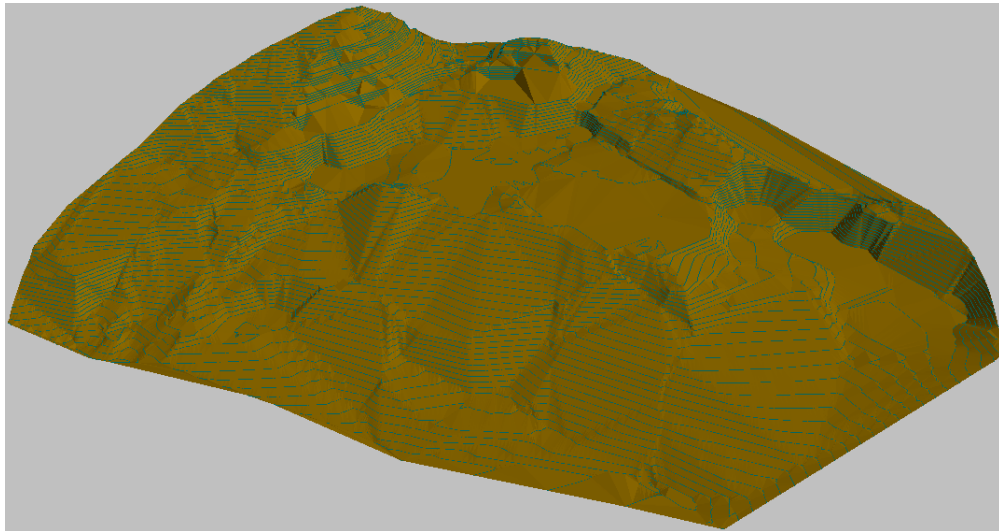


Figura 3.18 Dibujo 3D de la quinta etapa de explotación

Fuente: Elaboración propia

3.5.6 Sexta etapa de explotación

En la sexta etapa el banco va desde la cota 2680 msnm hasta los 2674 msnm, con un volumen explotable de material de 38820.57 m³ en un área de 9898.4 m².

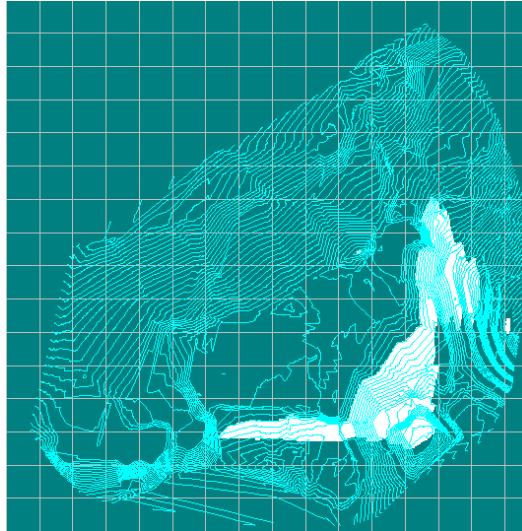


Figura 3.19 Sexta etapa de explotación

Fuente: Elaboración propia

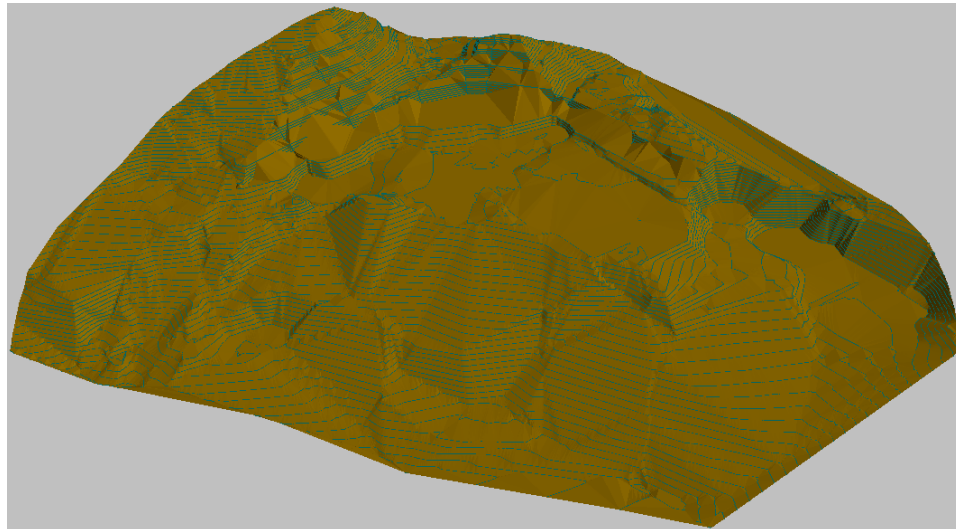


Figura 3.20 Dibujo 3D de la sexta etapa de explotación

Fuente: Elaboración propia

3.5.7 Séptima etapa de explotación

En la séptima etapa el banco va desde la cota 2674 msnm hasta los 2668 msnm, con un volumen explotable de material de 100711.3 m³ en un área de 27327.2 m².

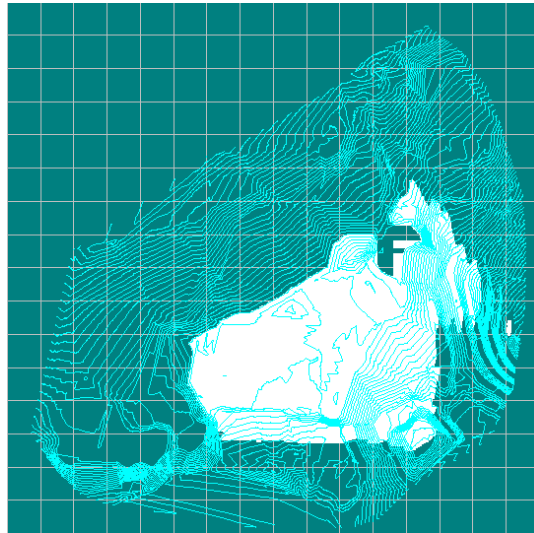


Figura 3.21 Séptima etapa de explotación

Fuente: Elaboración propia

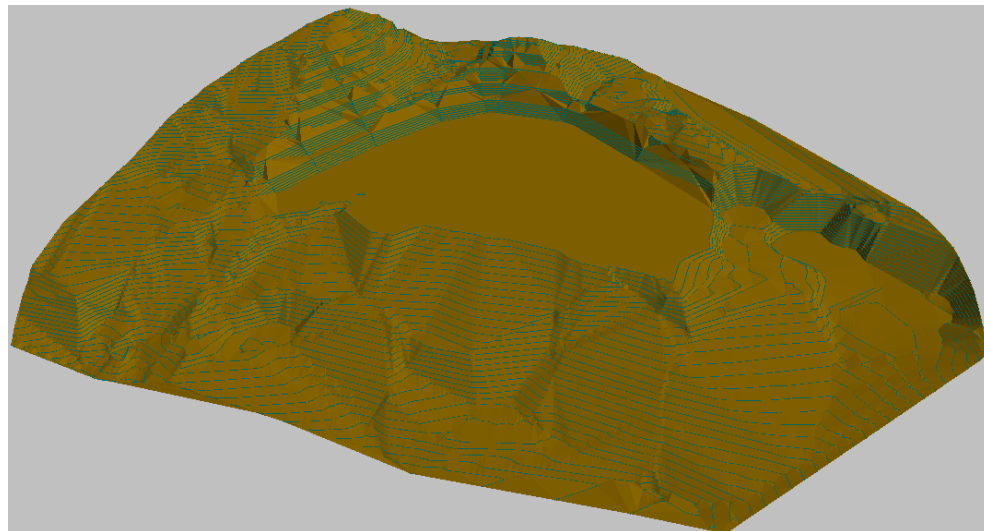


Figura 3.22 Dibujo 3D de la séptima etapa de explotación

Fuente: Elaboración propia

3.5.8 Octava etapa de explotación

En la octava etapa el banco va desde la cota 2668 msnm hasta la cota 2662 msnm, con un volumen explotable de material de 220669.6 m³ en un área de 34022.6 m².

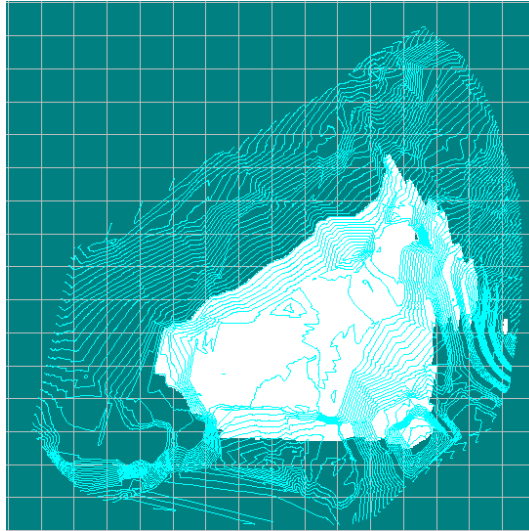


Figura 3.23 Octava etapa de explotación

Fuente: Elaboración propia

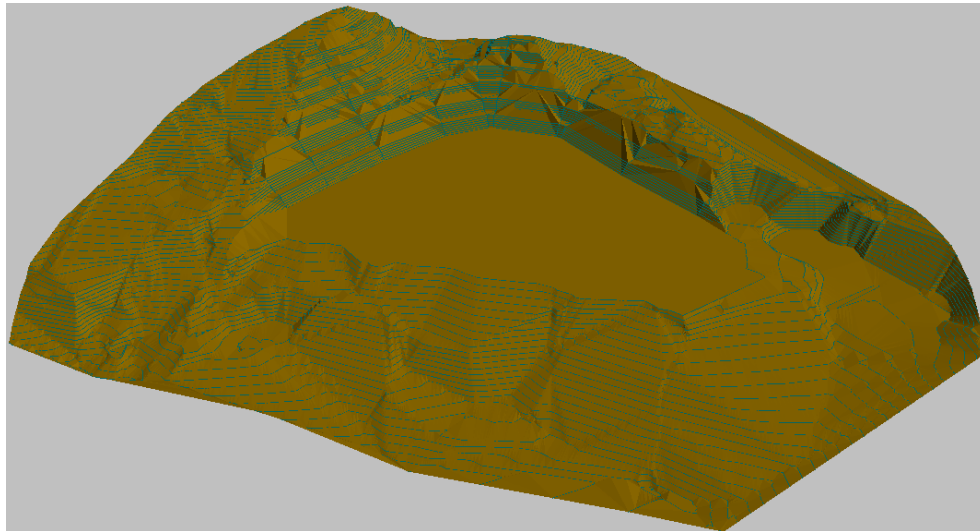


Figura 3.24 Dibujo 3D de la octava etapa de explotación

Fuente: Elaboración propia

3.5.9 Novena etapa de explotación

En la última etapa de explotación el banco va desde la cota 2662 msnm hasta los 2656 msnm, con un volumen de material explotable de 356206.3m³ con un área de 41557.2 m².

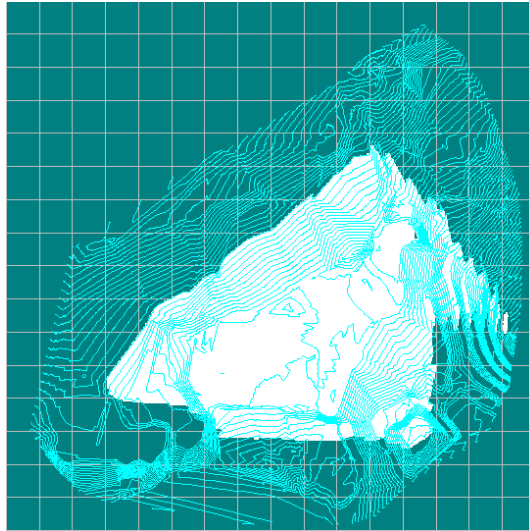


Figura 3.25 Novena etapa de explotación

Fuente: Elaboración propia

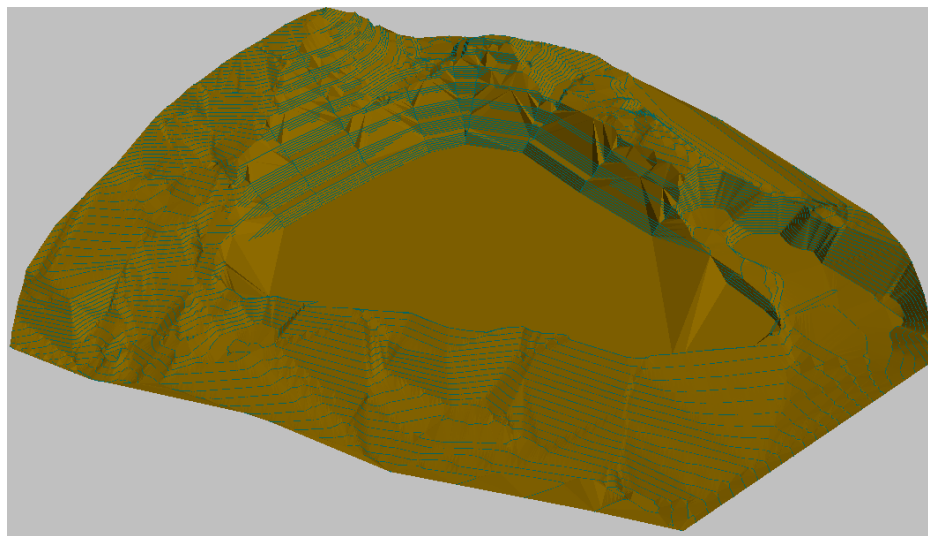


Figura 3.26 Dibujo 3D de la novena etapa de explotación

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO 4

4. ANÁLISIS DE RESULTADOS

4.1 Análisis del diseño ejecutado

Una vez concluido el nuevo diseño de explotación que será llevado a cabo en la cantera Llatcón, podemos deducir algunos puntos importantes; como el hecho de que no se lo podía diseñar de otra manera, ya que el diseño ya aprobado anteriormente tiene la dirección SUR ESTE- NOR OESTE lo que imposibilita direccionarlo de otra manera; los anteriores bancos explotados tenían diferentes características de diseño a los ahora establecidos, por lo que se los modifico completamente, esto gracias a que se pudo tener una mayor área de explotación y por el estudio geotécnico que nos dio las variables necesarias para hacerlo posible.

Además de los datos ya establecidos a la hora de hacer el nuevo diseño el estudio geotécnico nos indicó que una vez concluido esta nueva fase de explotación se podría llevar a cabo otra fase con una profundidad de hasta 10 m desde la cota de explotación establecida sin ningún riesgo de derrumbe o inestabilidad de los taludes.

4.2 Presentación del diseño óptimo

El diseño final fue establecido haciendo caso a las variables establecidas como lo son altura de banco, ancho de berma, ángulo berma, etc. establecidas dentro de los estudios llevados a cabo; además de estos la posibilidad de expandirse en área, facilitada por los colindantes a la cantera, y el permiso de explotar hasta la cota 2656 msnm dada por el municipio de Cuenca.

Todo esto nos llevó a diseñar una nueva fase de explotación que está conformada por nueve bancos con una explotación descendente cada uno de ellos con una altura de 6 m, una berma de 5 m y un ángulo de 32°. A todo esto, se le suma el diseño de una cuneta de coronación para el desfogue de aguas lluvia.

Esta nueva fase de explotación nos llevara a la explotación de un volumen de 358,206.30 m³ de material comercializable dividido en 9 etapas como se muestra a continuación; dándonos una vida útil de la mina de unos dos años y medio aproximadamente.

Tabla 4.1 Resumen de volúmenes por etapa

RESUMEN DE VOLÚMENES POR ETAPA	
ETAPA	VOLUMEN (m³)
1	10
2	20.13
3	3064.87
4	5035.87
5	10521.4
6	20168.46
7	61890.73
8	119958.3
9	135536.7
TOTAL	358206.30

Fuente: Elaboración propia

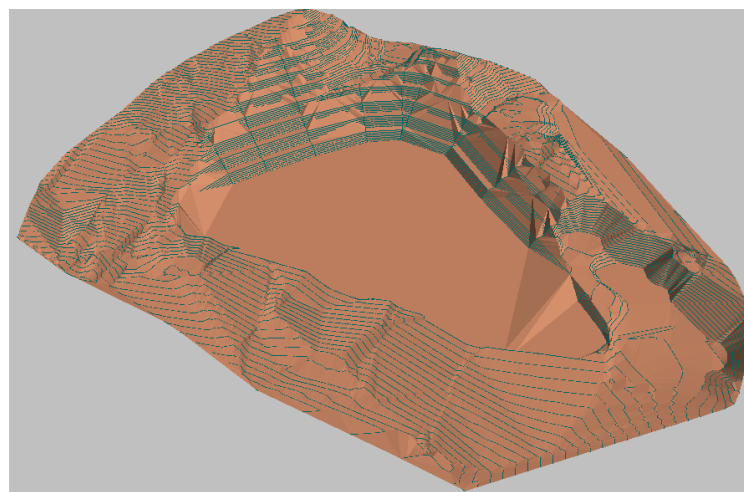


Figura 4-1 Diseño final de la fase II

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO 5

5. FACTIBILIDAD ECONÓMICA

5.1 Costos y gastos

Los costos son varios desembolsos que la empresa realiza para la fabricación o elaboración de un producto o servicio, los mismos que se reconocerán como costo de producción ya que se administran directamente a la producción de bienes y servicios.

En este caso los costos de producción anual que se tiene cuantificados para la siguiente fase de explotación de la cantera están basados en el último informe de producción entregado al Municipio de Cuenca.

Los rubros y su costo anual que se han tomado en cuenta son los siguientes:

Tabla 5.1 Costos de producción

COSTOS DE PRODUCCIÓN			
RUBRO	PRIMER AÑO	SEGUNDO AÑO	TERCER AÑO
Alquiler maquinaria	92160	92160	69120
Combustible	14400	14400	10800
Mantenimiento y reparación de maquinaria	21600	21600	16200
Honorarios profesionales	2000	2000	2000
Empleado	6600	46600	4950
TOTAL (\$)	136760	136760	103070

Fuente: Elaboración propia

Los gastos son los desembolsos por la compra de bienes y servicios destinados al consumo en las diferentes unidades administrativas de la empresa. Son los consumos de bienes y servicios que no son de industria, pero esenciales para el funcionamiento de la empresa y para el cumplimiento de metas económicas (Zapata, 2015).

De la misma manera los gastos fueron calculados a partir del informe de producción entregado al Municipio de Cuenca, con lo cual nos rubros impuestos y su gasto son los siguientes:

Tabla 5.2 Gastos de la empresa

GASTOS DE LA EMPRESA			
RUBRO	PRIMER AÑO	SEGUNDO AÑO	TERCER AÑO
Gastos administrativos	5400	5400	4050
Promoción y publicidad	500	500	375
Pago de la tasa al municipio	58320	58320	43653
Regalías	4103	4103	3092
Pago a los dueños de las tierras	12960	12960	9700.63
Patente municipal	55	55	55
Patente de conservación	36	36	36
Cierre de mina	1836	1836	1836
TOTAL (\$)	83.210	83.210	62797.63

Fuente: Elaboración propia

Una vez establecidos los rubros y cantidad anual a pagar tanto del costo de producción como de los gastos de la empresa, obtenemos una cifra total que refleja llevar a cabo esta

nueva fase durante los tres años estimados de operación dando un total de **\$376590 de costos** y **\$229217.63 de los gastos** de la empresa.

Sumando tanto el costo de producción como los gastos de la empresa nos da un total de **\$605807.63**.

5.2 Precio de venta del material

El precio de venta de material fluctúa dependiendo de la fecha y calidad de material; sin embargo, el precio base de venta fue fijado en \$3.5 /m³.

5.3 Producción mensual de la II fase

Para poder fijar una producción mensual de material fue necesario revisar la ley de minería, la cual establece que la cantidad máxima a explotar diariamente para pequeña minería es de 500t.

Pero teniendo en cuenta que nos siempre se puede explotar lo máximo establecido, se impuso una media de 450 m³/día.

Y teniendo presente que solo se trabajan 24 días al mes, con un máximo de 8 horas diarias se calcula que mensualmente se puede explotar un **total de 10800m³/mes**.

El volumen total a explotar de la II fase es de 356206.3m³.

5.4 Rentabilidad económica

Para poder calcular la rentabilidad económica se necesita tener presente el valor de los costos de producción, gastos de la empresa, precio de venta del material y la producción mensual de material.

$$\text{Rentabilidad económica} = (\text{Precio de venta de material} * \text{Producción total de material}) - (\text{Costos de producción} + \text{Gastos de la empresa})$$

Rentabilidad económica

$$= \left(\frac{\$3.5}{m^3} * 356206.3m^3 \right) - (\$376590 + \$229217.63)$$

$$Rentabilidad económica = \$ 640914.42$$

Realizando los cálculos podemos apreciar que este proyecto si es viable ya que tenemos una **rentabilidad económica de 640914.42\$** que es un margen de ganancia muy amplio.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

Los resultados obtenidos en este proyecto fueron:

- Con los datos del estudio geomecánico se concluyó que se deben implementar nueve bancos para el nuevo diseño de explotación que inicia en la cota 2710 msnm hasta la cota 2656 msnm.
- El método de explotación será de bancos descendentes, con el sistema de carguío y transporte discontinuo.
- El dimensionamiento de la maquinaria está dado por el contrato de arrendamiento por parte del concesionario, por cual tenemos a disposición una retroexcavadora Jhon Deere 410E y una excavadora Caterpillar 320D.
- El diseño de cada banco está dado por 6 metros de altura, 5 metros de ancho de berma, 53° de ángulo de banco.
- Las fases de explotación nos establecieron un volumen final de explotación de 356206.3 m³ en un área de trabajo de 41557.2 m².
- La vida útil de la cantera Llatcón es de 792 días, la explotación se realiza en 9 etapas.
- Los costos de producción y gastos de la empresa dan un total de 605807.63\$.
- El precio de venta de material conjuntamente con la producción total representa un ingreso de 1246722.05\$
- Al terminar se concluyó que la fase II de explotación de la cantera debe estar dada por nueve bancos con un volumen total aprovechable de 356206.3 m³, teniendo un VAN= \$493994.69 y TIR=106%.

Recomendaciones

- Realizar un levantamiento topográfico a detalle de la zona a trabajar.
- Realizar un estudio geomecánico de la zona a trabajar.
- Al dar inicio a la explotación de la fase II es necesario señalar la zona a trabajar.
- Realizar constantes controles al uso de equipos de protección personal (EPP), así como de señalética y equipo de primeros auxilios.
- Aprovechar al máximo el área disponible para la nueva expansión de explotación.
- Utilizar el software minero RecMin para el diseño de explotación de canteras para obtener mayor exactitud en los cálculos pertinentes.
- Usar el antiguo informe de producción de la cantera para poder hacer estimación bastante aproximada en costos de producción y gastos de la empresa.
- Imponerse un valor mínimo de venta de material al mercado.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Almache, L. (2023). *Estudios geofísicos aplicando método sísmico activo MAS W. Análisis de estabilidad macizo rocoso para explotación de zonas nuevas.* (1).
- Almeida, X. (2018). *Planeamiento minero y diseño de explotación para materiales de construcción en el libre aprovechamiento San Gerardo de la parroquia Mariano Moreno.* [Tesis de Ingeniería, Universidad del Azuay]. Dspace Universidad del Azuay.
- Amstrong, J. & Menon, R. (2015). Minas y canteras. *Enciclopedia de salud y seguridad en el trabajo.* (74.2-74.20).
- Avendaño, L. (2014). *Planeamiento minero para la explotación a cielo abierto de puzolana correspondiente al título minero l 0764-15 ubicado en el Municipio de paipa, departamento de Boyacá.* [Tesis de Ingeniería, Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia].
- Bieniawski, Z. (2023). *Clasificación geomecánica de Bieniawski.* Geotécnia fácil. <https://geotecniafacil.com/clasificacion-geomecanica-rmr-bieniawski-1989/#:~:text=Las%20clasificaciones%20geomec%C3%A1nicas%20de%20rocs,clasificaci%C3%B3n%20r%C3%A1pida%20del%20macizo%20rocoso.>
- Bustillo, M. & López C. (1997). *Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras.*
- Bustillo, M. y López Jimeno, C. (1996). *Recursos Minerales.* Ed. Entorno Gráfico, Madrid. 372pp.
- Caparrini, N. (2012, marzo, 26). *Cálculo de reservas por métodos clásicos y modernos.* [Diapositivas de PowerPoint]. Intercade Colsultance & Training.
- Coyani, H., & Balmercy, Q. (2019). Método de extracción por bancos descendentes para optimizar la producción de agregados. Chiclayo.

Geología. (2022, 2 de febrero). Concepto. <https://concepto.de/geologia/>

Cueva, B. (2019). *Diseño del método de explotación de la cantera “Cumalpi”, ubicada en la parroquia San José*. Quito.

Factores que influyen en la estabilidad de taludes y laderas en suelo. (2019, 21 de octubre). GEOQuantics. <https://geoquantics.com/2019/10/21/factores-influyen-la-estabilidad-taludes-laderas-suelo/>

Fernández Aller, R. (1992). *Importancia del sector de explotación y producción de Áridos en España*. Canteras y Explotaciones. 25 Aniversario

Forsythe, W., Díaz Romeu, R. (1969). *La densidad aparente del suelo y la interpretación de análisis de laboratorio para el campo*. Turrialba 19 (1): 128-131

García, A. (2011). *Explotaciones de Áridos Optimización Técnica y Económica*. Madrid, España. Fueyo Editores.

Gobierno de la República del Ecuador. (2012). *Reglamento especial para la explotación de materiales áridos y pétreos*. Quito, Ecuador.

Herrera, J. (2006). *Métodos de minería a cielo abierto*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.

López, E. (2016). *Estudio Geotécnico y diseño del talud final de una mina a cielo abierto aplicando métodos numéricos*. [Tesis de pregrado no publicada]. Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima.

Mampaso, J.C. (1994). *Los áridos y la calidad*. INGEPRES. N°15. Enero

Millán, M. (2023). Que es el VAN y como se calcula?. IMF. <https://blogs.imf-formacion.com/blog/mba/que-es-van-calcula/>

- Muñoz, G. (2012). *Modelo de costos para la valorización de planes mineros*. [Tesis para Magíster no publicada]. Universidad de Chile.
- Narváez Vemus, E.D. (2021). *Factibilidad técnica, económica y cierre técnico de la cantera de materiales de construcción Masaquiza-Pinto, código 20000511*. [Tesis de Ingeniería, Universidad Central del Ecuador]. Repositorio Institucional- Universidad Central del Ecuador.
- Peralta, A. (2015, 9 de abril). *Geología minera*. [Diapositivas de Power Point]. <https://es.slideshare.net/antonyfrankccantoperalta3/geologia-minera>
- Salazar, M. (2020). *Análisis de costos y gastos de la minería de áridos primaria y secundaria en el sector privado de la provincia del Azuay* [Tesis de Ingeniería, Universidad del Azuay]. Dspace Universidad del Azuay.
- Santaella, J. (2023, 15 de mayo). Tasa interna de retorno: Que es y cómo se calcula de manera correcta?. Economía 3. <https://economia3.com/tasa-interna-retorno/#:~:text=Para%20calcular%20la%20TIR%2C%20se,multiplicar%20el%20resultado%20por%20100.>
- Suarez, M. (2012). *Optimización del método de explotación de la veta sucre, mina Bethzabeth-Ayapamba a partir del nivel 1339 msnm en profundidad*. [Tesis de Ingeniería no publicada]. Universidad Central del Ecuador.
- Schlumberger. (2023, 1 de enero). *Resistencia a la compresión uniaxial*. Energy Glossary. https://glossary.slb.com/es/terms/u/uniaxial_compressive_strength#:~:text=La%20resistencia%20a%20la%20compresi%C3%B3n,confinamiento%20se%20fij%20en%20cero.
- Tello, G. & Marmanillo, C. (2020). *Evaluación geológica para el cálculo de reservas y estimación de recursos minerales del prospecto minero Chaupiloma 2007*. Huancayo.

Organización de las Naciones Unidas para la Alimentación y la Agricultura. (2023).

Propiedades físicas del suelo. <https://www.fao.org/soils-portal/soil-survey/propiedades-del-suelo/propiedades-fisicas/es/>

Ramón, I. (2022). *Informe anual de producción 2022 concesión minera “Llatcon acumulada 190694.* (3).

Ruiz, Y. (2021). *Aplicación de software libre para la estimación de recursos y para la evaluación técnica económica de las reservas minerales.* [Tesis de Ingeniería no publicada]. Universidad Nacional de Piura.

Universidad de Chile (UCh). (2023). *Diseño y planificación minera.* <https://minas.uchile.cl/investigacion/lineas-de-investigacion/disen-y-planificacion-minera>

Geología y minería. (2021, 1 de noviembre). Virtualpro. <https://www.virtualpro.co/revista/geologia-y-mineria/4>

Geotecnia fácil. (2023, 20 de marzo). *Ensayo de resistencia a compresión simple: procedimiento y cálculos.* <https://geotecniafacil.com/ensayo-resistencia-compresion-simple/>

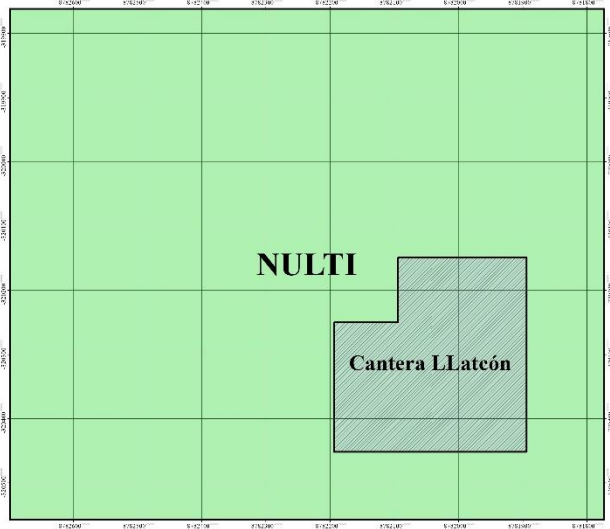
ANEXOS

Sistema de Coordenadas:
WGS 1984 UTM Zone 17S
Proyección: Transverse Mercator
Datum: WGS 1984

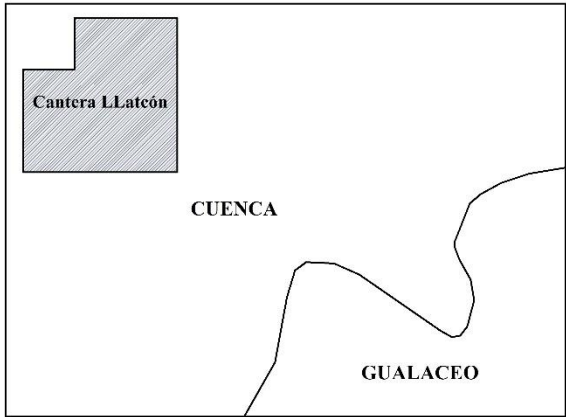
CANTERA "LLATCÓN"



UBICACIÓN PARROQUIAL



UBICACIÓN CANTONAL



Leyenda

	Cantera LLatcón
	Nulti

UBICACIÓN

FECHA DE EJECUCIÓN: MAYO DEL 2023

OBSERVACIONES
FUENTE: MINISTERIO DEL AMBIENTE
UNIVERSIDAD DEL AZUAY  UNIVERSIDAD DEL AZUAY
REALIZADO POR: Christian Cabrera

Anexo 1. Ubicación de la cantera LLatcón

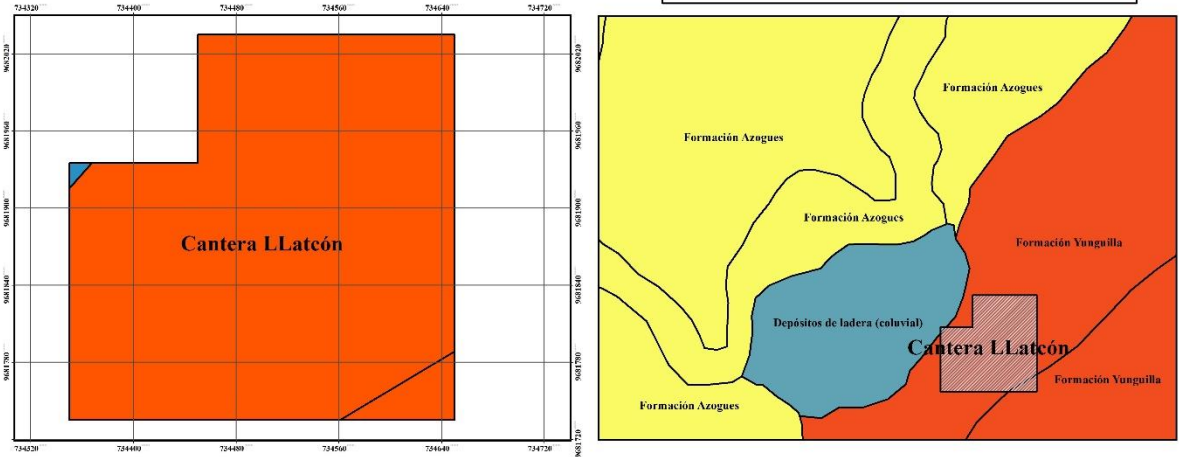
Fuente: Elaboración propia

Sistema de Coordenadas:
WGS 1984 UTM Zone 17S
Proyección: Transverse Mercator
Datum: WGS 1984

CANTERA "LLATCÓN"



FORMACIONES DE LA PARROQUIA



Leyenda

- Cantera Llatcón
- Formaciones**
- formacion**
- Depósitos de ladera (coluvial)
- Formación Yunguilla

FORMACIONES

FECHA DE EJECUCIÓN: MAYO DEL 2023

OBSERVACIONES

FUENTE: MINISTERIO DEL AMBIENTE

UNIVERSIDAD DEL AZUAY UNIVERSIDAD DEL AZUAY

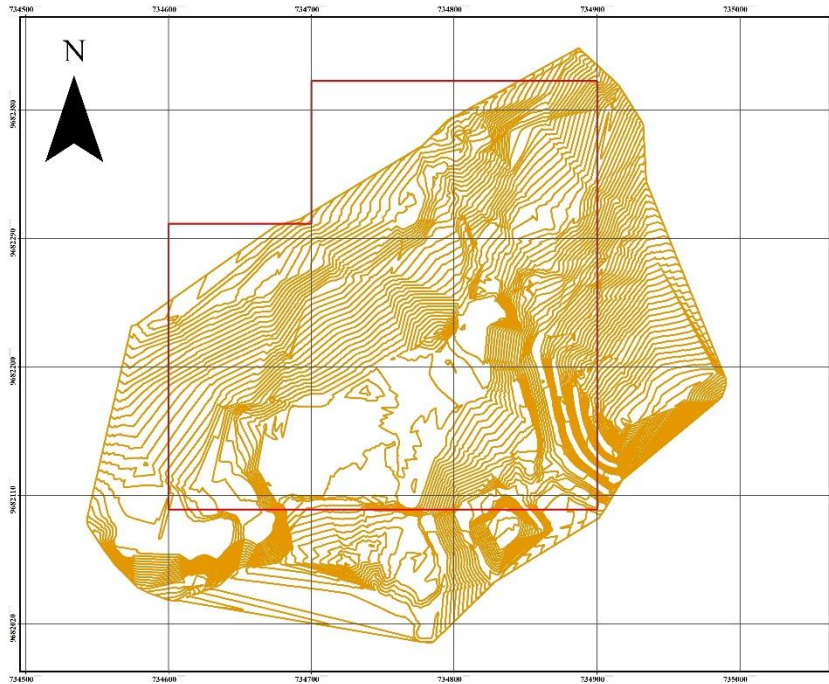
REALIZADO POR:
Christian Cabrera

Anexo 2. Formaciones geológicas presentes en la cantera Llatcón

Fuente: Elaboración propia

Sistema de Coordenadas:
WGS 1984 UTM Zone 17S
Proyección: Transverse Mercator
Datum: WGS 1984

CANTERA "LLATCÓN"



Leyenda

Cantera Llatcón

Linetype

— Continuous

Curvas de Nivel

Linetype


— Continuous

TOPOGRAFÍA

FECHA DE EJECUCIÓN: MAYO DEL 2023

OBSERVACIONES

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

UNIVERSIDAD DEL AZUAY  UNIVERSIDAD DEL AZUAY

REALIZADO POR:
Christian Cabrera

Anexo 3. Topografía de la cantera Llatcón

Fuente: Elaboración propia



Anexo 4. Toma de muestras

Fuente: Elaboración propia



Anexo 5. Ubicación de la toma de muestras.

Fuente: Elaboración propia



Anexo 6. Estado actual de la cantera.

Fuente: Elaboración propia



Anexo 7. Trituración de muestras.

Fuente: Elaboración propia



Anexo 8. Cuarteo de muestras.

Fuente: Elaboración propia



Anexo 9. Determinación de la densidad del material.

Fuente: Elaboración propia



Anexo 10. Toma de líneas sísmicas

Fuente: Elaboración propia