



ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

**“DISEÑO DE EXPLOTACIÓN EN LA CONCESIÓN MINERA CERRO EL
TABLAZO 1”**

PROYECTO DE GRADO

Previa a la obtención del Título de:

INGENIERO EN MINAS

Presentado por:

WILMER ALFREDO CATUTO SAONA

GUAYAQUIL-ECUADOR

2018

DEDICATORIA

A mis padres Vilmito Catuto y Elsa Saona por haberme guiado con su ejemplo de perseverancia y paciencia durante toda mi vida universitaria, a mi hermana María Gabriela quien siempre ha estado conmigo en todas las etapas de mi vida cuidándome y aconsejándome. A mi tía Mónica Saona quien ha sido como una madre al estar lejos de mi hogar.

Finalmente, a mis amigos cercanos, mi enamorada y a mis profesores, personas que siempre me han apoyado y a los quienes les tengo una inmensa gratitud.

Wilmer Alfredo Catuto Saona

AGRADECIMIENTO

A la Escuela Superior Politécnica del Litoral por darme la oportunidad de estudiar y ser un profesional.

A mi directora de proyecto de graduación, M.Sc. Esmilka Guerra López por el esfuerzo y dedicación, ya que, con sus conocimientos, su experiencia, su paciencia y su motivación ha logrado que pueda terminar mis estudios con éxito.

También me gustaría agradecer a mis profesores, que me ayudaron en todo el proceso de desarrollo del proyecto integrador, Ing. Edwin Larreta por su ayuda para levantar la información inicial

del proyecto, M.Sc. Eduardo Díaz por su colaboración para comprender las características geológicas que se estudiaron y por su motivación durante el desarrollo del proyecto.

De igual manera agradecer a mis profesores de materia integradora Ph. D. Eduardo Recalde, Ph. D. Silvia Loaiza y especialmente a M.Sc. Samantha Jiménez quien con su visión crítica ayudó a darle calidad al proyecto de graduación.

Por último, pero no menos importante agradezco a la Ph. D. Paola Romero, quien me ha guiado en las etapas finales de mi carrera universitaria, siendo como una madre para mí, motivándome durante mi formación profesional.

Son muchas personas las que me han apoyado durante el desarrollo del proyecto

integrador, como los chicos del proyecto de vínculos “Proyecto Tablazo”, sin los cuales hubiese sido muy difícil muchas cosas que se hicieron en el presente trabajo.

Wilmer Alfredo Catuto Saona

TRIBUNAL DEL PROYECTO

**Ph. D. Paola Romero
PRESIDENTE DEL TRIBUNAL**

**M.Sc. Samantha Jiménez
DIRECTOR DE MATERIA INTEGRADORA**

**M.Sc. Eduardo Díaz
MIEMBRO EVALUADOR**

DECLARACIÓN EXPRESA

“La responsabilidad del contenido de este Proyecto de Grado, me corresponde exclusivamente; y el patrimonio intelectual de la misma, a la Escuela Superior Politécnica del Litoral”

(Reglamento de Exámenes y Títulos Profesionales de la ESPOL)

Wilmer Alfredo Catuto Saona

RESUMEN

El proyecto tiene lugar en la provincia de Santa Elena, centro sur del país, siendo su principal propósito realizar el diseño de explotación minera de un yacimiento con recursos económicos limitados y cercano infraestructuras sociales. Para ello se dimensionó el esquema de explotación, analizando parámetros geotécnicos, topográficos y geológicos, donde se identifican rocas calcáreas con restos orgánicos, siendo clasificadas según sus características físicas como coquinas y lumaquelas.

Con ayuda de la topografía y la geología del área concesionada, se estimó el volumen estimado de reservas probadas, definiendo los parámetros operativos para realizar la explotación, siendo los principales bancos de 3 metros de altura para la extracción de coquinas, y de 1 metro para el arranque de lumaquelas.

Para llevar a cabo el aprovechamiento de los recursos minerales, se dimensiona el parque de máquinas más apropiado, con la capacidad de realizar los ciclos mineros de manera eficiente y económicamente sustentable.

Finalmente se determina la rentabilidad del proyecto a partir de la estimación del TIR y VAN, obteniendo flujos de caja acumulados positivos a partir del sexto año de la explotación minera.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	II
AGRADECIMIENTO	III
TRIBUNAL DEL PROYECTO	VI
DECLARACIÓN EXPRESA	VII
RESUMEN.....	VIII
ÍNDICE DE FIGURAS.....	XVII
ÍNDICE DE TABLA	XX
CAPÍTULO 1	24
INTRODUCCIÓN.....	24
1.1 Antecedentes.....	25
1.2 Descripción del problema	26
1.3 Justificación	27
1.4 Objetivos.....	28
1.4.1 Objetivo general	28

1.4.2	Objetivos específicos	28
1.5	Estudios previos en la zona de interés.....	28
1.6	Metodología.....	31
1.7	Alcance.....	34
CAPÍTULO 2		36
MARCO REFERENCIAL.....		36
2.1	Ubicación Geográfica	37
2.2	Vías de Acceso e infraestructura sobre mina	42
2.3	Flora y Fauna	45
2.4	Clima	45
2.4.1	Precipitación.....	46
2.4.2	Temperatura.....	47
2.5	Viento	48
2.5.1	Velocidad del viento	48
2.5.2	Dirección del viento	49
CAPÍTULO 3		50
LEVANTAMIENTO GEOLÓGICO, TOPOGRÁFICO Y GEOMECÁNICO		50
3.1	Topografía	51
3.2	Geología.....	55
3.2.1	Geología Regional.....	55
3.2.2	Geología local	56
3.2.3	Caracterización de unidades estratigráficas	60

3.3	Geomecánica	66
3.4	Geohidrología	70
CAPÍTULO 4		73
CÁLCULO DE RESERVAS.....		73
4.1	Modelo teórico	74
4.3	Método de perfiles	78
4.4	Ritmo óptimo de producción	88
CAPÍTULO 5		94
CARACTERÍSTICAS DE EXPLOTACIÓN		94
5.1	Método de explotación.....	95
5.2	Parámetros de diseño del método de explotación	95
5.2.1	Altura de Banco.....	96
5.2.2	Ángulo de talud de banco.....	96
5.3	Estabilidad de taludes.....	97
5.4	Parámetros operativos del frente de explotación	111
5.4.1	Ancho de berma	111
5.4.2	Ancho de vía	111
5.4.3	Ancho de plataforma de trabajo.....	112
5.4.4	Profundidad de la cantera	113
5.4.5	Explanada final de la cantera	114
5.5	Arranque.....	114
5.5.1	Selección del método de arranque	114

5.5.2	Selección de explosivos y accesorios.....	116
5.6	Voladura de coquina.....	117
5.6	Voladura de roca ornamental.....	124
5.7	Tiempos de retardo.....	129
5.8	Tiempo de retardo entre barrenos de la misma fila	131
5.9	Predicción de vibraciones en la voladura	132
5.10	Instalaciones sobremina	134
5.11	Escombrera	134
5.12	Pistas y accesos.....	137
5.13	Accesos.....	138
5.14	Drenaje.....	138
5.15	Plan de operación.....	142
CAPÍTULO 6		145
SELECCIÓN DE MAQUINARIA.....		145
6.1	Maquinaria de desbroce	146
6.2	Carga y transporte para material	152
6.3	Cronograma de trabajo	159
CAPÍTULO 7		161
CÁLCULO ECONÓMICO.....		161
7.1	COSTO PERSONAL	162
7.2	EPP	164

7.3	Maquinaria.....	164
7.4	Costos operativos.....	165
CAPÍTULO 8.....		176
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....		176
	CONCLUSIONES.....	177
	RECOMENDACIONES.....	179

BIBLIOGRAFÍA

ABREVIATURAS

C.M.C.T.1	Concesión Minera “Cerro El Tablazo”.
E	Este
EGM	Estación Geomecánica
EPP	Equipos de Protección Personal
IVA	Impuesto al Valor Agregado
N	Norte
NW	Nor Oeste
O	Oeste
PSAD	Provisional Sudamericano
RMR	Rock Mass Rating
S	Sur
SW	Sur Oeste
UTM	Universal Transversal de Mercator
TIR	Tasa Interna de Retorno
VAN	Valor Actual Neto
WGS	World Geodetic System

SIMBOLOGÍA

cm ³	Centímetro cúbico
g	Gramo
Kg	Kilogramo
Km	Kilómetro
Mpa	Mega pascal
m	Metro
Ma	Millones de años
mm	Milímetros
msnm	Metros sobre el nivel del mar
m ²	Metro cuadrado
m ³	Metro cúbico
ton	Tonelada
\$	Dólar
%	Porcentaje
°	Grados

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura. 1.1 Metodología de desarrollo del proyecto.....	34
Figura. 2.1 Zona de estudio del proyecto.	37
Figura. 2.2 Foto panorámica del Cerro El Tablazo.	40
Figura. 2.3 Mapa de infraestructuras no mineras dentro de la concesión.....	41
Figura. 2.4 Mapa de instalaciones sobremina.	44
Figura. 2.5 Registro de precipitación mensual (2003-2012).	46
Figura. 2.6 Registro de temperatura mensual (2003-2012).	47
Figura. 2.7 Registro mensual de la velocidad del viento (2003-2012).	48
Figura. 3.1 Zona levantada con dron.....	53
Figura. 3.2 Curvas de nivel de la zona de estudio.	54
Figura. 3.3 Mapa de formaciones geológicas de la zona de estudio.	60
Figura. 3.4 Columna estratificada #1 con diferentes litologías.	61
Figura. 3.5 Columna estratificada #2 con diferentes litologías.	62
Figura. 3.6 Columna estratificada #3 con diferentes litologías.	63
Figura. 3.7 Mapa de muestreos geológicos en la zona de estudio.	65
Figura. 3.8 Muestreos geomecánicos analizados	69

Figura. 3.9 Mapa de gradiente hidráulico en la zona de estudio.....	71
Figura. 3.10 Laguna formada por precipitación 2.	72
Figura. 3.11 Laguna formada por precipitación 1.	72
Figura. 4.1 Mapa de afloramientos de la zona de estudio.	76
Figura. 4.2 Plano estratigráfico aparente.	77
Figura. 4.3 Perfiles estratigráficos analizados.	79
Figura. 4.4 Disposición de materiales en la zona de estudio (planta).	86
Figura. 4.5 Disposición de materiales en la zona de estudio (relieve).	87
Figura. 4.6 Explotación a 1 año.....	91
Figura. 4.7 Explotación a 5 años.	92
Figura. 4.8 Explotación a 15 años.	93
Figura. 5.1 Característica de la roca.	99
Figura. 5.2 Estabilidad de taludes año 1.	100
Figura. 5.3 Esquema corte B-B'.	101
Figura. 5.4 Estabilidad corte B-B'.	102
Figura. 5.5 Esquema corte A-A'.	103
Figura. 5.6 Estabilidad corte A-A'.	104
Figura. 5.7 Estabilidad a los 5 años.	105
Figura. 5.8 Esquema corte C-C'.	106
Figura. 5.9 Estabilidad corte C-C'.	107

Figura. 5.10 Estabilidad a los 10 años.	108
Figura. 5.11 Esquema corte D-D'.....	109
Figura. 5.12 Estabilidad Corte D-D'.....	110
Figura. 5.13 Esquema del ancho de vía.....	112
Figura. 5.14 Parámetros considerados en el ancho de plataforma de trabajo.	113
Figura. 5.15 Relación EGM vs Espaciado de juntas.....	115
Figura. 5.16 Selección del método de arranque.....	116
Figura. 5.17 Selección de explosivos a emplear para rocas porosas.	117
Figura. 5.18 Perfil de la escombrera.	136
Figura. 5.19 Estabilidad de la escombrera.	136
Figura. 5.20 Mapa de accesos y pistas en la cantera.....	137
Figura. 5.21 Red de drenaje en la zona de estudio.	142
Figura. 5.22 Infraestructuras sobremina fin de explotación.	144
Figura. 6.1 Tipos de buldócer a seleccionar.....	150
Figura. 7.1 Flujo de fondos acumulados del proyecto	175

ÍNDICE DE TABLA

Tabla I. Coordenadas que delimitan la C.M. “Cerro El Tablazo 1”	38
Tabla II. Información básica de la zona de estudio.	38
Tabla III. Coordenadas de instalaciones sobremina actuales.	43
Tabla IV. Dirección predominante del viento.	49
Tabla V. Descripción de columna estratigráfica deformaciones que rodean nuestra área de estudio.	59
Tabla VI. Propiedades físicas de la roca de interés	67
Tabla VII. Caracterización geomecánica levantada.	68
Tabla VIII. Tabla de afloramientos.	74
Tabla IX. Dirección y buzamiento teórico del estrato.	75
Tabla X. Tabla de cálculo de material a remover por el método de perfiles.	84
Tabla XI. Tabla de cálculo de lumaquelas por el método de perfiles.	84
Tabla XII. Reservas en la zona de estudio.	85
Tabla XIII. Ritmos de producción anual analizados.	88
Tabla XIV. Ritmos de producción anual de coquinas analizados.	89
Tabla XV. Ritmos de producción diario de coquinas analizados.	89

Tabla XVI. Producción anual de lumaquelas y coquinas.	90
Tabla XVII. Parámetros geomecánicos.	98
Tabla XVIII. Caracterización Geomecánica de los perfiles analizados	99
Tabla XIX. Dimensiones y propiedades del bloque a extraer.....	118
Tabla XX. Parámetros de la malla de voladura para coquinas (1).	122
Tabla XXI. Parámetros de la malla de voladura de coquina (2).	124
Tabla XXII. Parámetros de la malla de voladura de lumaquelas (1).	127
Tabla XXIII. Parámetros de la malla de voladura de lumaquelas (2).	128
Tabla XXIV. Constantes de tiempo según la maquinaria.	130
Tabla XXV. Constante de tiempo según tipo de roca.	131
Tabla XXVI. Velocidades máximas de partícula permisibles estimadas a diferentes distancias.	133
Tabla XXVII. Parámetros de la escombrera.....	135
Tabla XXVIII. Matriz de selección de maquinaria de desbroce	147
Tabla XXIX. Ponderación de matriz de selección de maquinaria de desbroce.	148
Tabla XXX. Parámetros de operación de Buldócer.....	150
Tabla XXXI. Rendimiento del Buldócer.....	151
Tabla XXXII. Matriz de selección de maquinaria de carga y transporte.	153
Tabla XXXIII. Ponderación de matriz de carga y transporte	154

Tabla XXXIV. Constantes del tiempo de ciclo de las palas cargadoras	155
Tabla XXXV. Tiempos de ciclo de vehículos	155
Tabla XXXVI. Velocidades de movimiento de maquinaria	156
Tabla XXXVII. Distancias y tiempos calculados.....	156
Tabla XXXVIII. Rendimientos de maquinaria.....	158
Tabla XXXIX. Cronograma de labores por años de servicio	159
Tabla XL. Cronograma de labores diarias	160
Tabla XLI. Uso horario de maquinaria	160
Tabla XLII. Gasto de personal año 1 a año 3, y año 9 a año 10	162
Tabla XLIII. Gasto de personal año 4 a año 8	162
Tabla XLIV. Gasto de personal año 11 a año 13.....	163
Tabla XLV. Gasto de personal en el último año	163
Tabla XLVI. Costos en Equipos de protección personal.....	164
Tabla XLVII. Costos en adquisición de maquinaria	165
Tabla XLVIII. Costos operativos del cargador frontal.....	165
Tabla XLIX. Costos operativos del Buldócer.	166
Tabla L. Costos operativos del camión.....	168
Tabla LI. Costo horario de la perforadora	169
Tabla LII. Costo en malla de voladura de coquina.....	170
Tabla LIII. Costo de voladura en malla de lumaquelas	170

Tabla LIV. Gastos Administrativos	171
Tabla LV. Amortización de la maquinaria (1).....	172
Tabla LVI. Amortización de maquinaria (2).....	173
Tabla LVII. Flujos de caja estimados a lo largo del proyecto	174

CAPÍTULO 1

INTRODUCCIÓN

1.1 Antecedentes

La concesión minera “Cerro El Tablazo 1” ha sido objeto de minería informal y anti técnica desde la década de los 90, estas actividades han sido reguladas por la Subsecretaría de Minas del Litoral desde el año 2002, otorgando el título minero con una vigencia inicial de 25 años. El 12 de mayo del año 2010, se extendió la vigencia del título minero a 22 años 1 mes y 14 días, de modo que las operaciones extractivas se desarrollarán hasta el 26 de junio del 2032.

La concesión abarca un área de 57 hectáreas, desarrollándose la explotación minera a pequeña escala para no metálicos, extrayendo principalmente coquinas, areniscas y lumaquelas.

La explotación en la zona de estudio es realizada por la **Cooperativa Minera El Tablazo N°1**, que cuenta con 81 socios con los cuales se toman las decisiones más importantes de la organización. Aledaña a la explotación se encuentra ubicado el parque recreativo “Mirador Cerro El Tablazo” que es el mayor atractivo turístico de la cabecera cantonal. Este cuenta con dos zonas recreativas dentro de la concesión minera, una explanada destinada a actividades culturales y una cancha para realizar deportes.

1.2 Descripción del problema

Actualmente la concesión cuenta aproximadamente con 16 años de explotación, caracterizados por el desarrollo de minería sin un diseño de explotación que permita extraer los recursos minerales de manera sustentable. Entre los principales factores que originan esta problemática se puede citar la falta de conocimiento de las condiciones de yacencia del cuerpo mineral, lo que impide tener información referente al volumen de reservas explotables, propiciando la falta de inversión para la ejecución de labores.

La manera caótica y rudimentaria en la que se ha venido explotando la zona de estudio ha generado los siguientes efectos negativos:

- a) Descentralización de los frentes de explotación por la falta de planificación en las labores de extracción.
- b) Mal manejo de los desechos sólidos generados a partir del desbroce y el destape.
- c) Condiciones de trabajo inseguras para el personal que labora en la cantera.
- d) Explotación indiferenciada de lumaquelas y coquinas sin considerar el valor agregado de cada una de ellas.

En el año 2007, en los límites de la concesión minera, se inició la construcción del parque “Mirador Cerro El Tablazo”, instalación de gran valor turístico para la cabecera cantonal, que, en la actualidad cuenta con dos áreas recreativas funcionando dentro de la concesión. Por lo anteriormente planteado, el desarrollo de las operaciones mineras en la zona de estudio debe ser planificadas de forma tal que, las actividades del parque no se vean afectadas.

1.3 Justificación

El presente trabajo busca elaborar un diseño de explotación para el aprovechamiento óptimo de los recursos minerales, supliendo la demanda de material de construcción de la provincia.

Para lograr el desarrollo del proyecto de explotación, se ha considerado la centralización de los frentes mineros, de modo que se pueda realizar un buen uso de la maquinaria seleccionada tanto en las labores de explotación como en el manejo de desechos sólidos.

Se busca además realizar una extracción diferenciada de los dos materiales presentes: la coquina, que es utilizada como material de relleno en obras de construcción y la lumaquela que se emplea por su belleza como roca

ornamental, con la finalidad de obtener de cada uno de estos materiales el valor agregado que permita obtener mejores beneficios económicos.

1.4 Objetivos

1.4.1 Objetivo general

Diseñar el sistema de explotación, mediante el análisis de criterios técnicos y económicos, para optimizar la planificación en la extracción de los recursos minerales en la concesión minera “Cerro El Tablazo 1”.

1.4.2 Objetivos específicos

- Estimar las reservas explotables, utilizando el método de perfiles para la planificación de las labores mineras.
- Determinar los parámetros de explotación, analizando criterios técnicos y económicos para el aprovechamiento adecuado de los recursos minerales.
- Realizar el análisis económico considerando los costos de operación para evaluar la rentabilidad del proyecto.

1.5 Estudios previos en la zona de interés

La zona de estudio ha sido explotada desde finales la década del 90, legalizándose en el año 2002 por la Subsecretaria de Minas del Litoral,

entidad otorgadora del título minero. Hasta la fecha se han desarrollado varios estudios que van desde la caracterización de los materiales presentes hasta la identificación de impactos ambientales. Los más relevantes se citan a continuación:

- Evaluación para la explotación de no metálicos en el Cerro “El Tablazo” en el que se describe la geología local del yacimiento.
- “Cartografía Geológica de un Sector de la Península de Santa Elena mediante Sistemas de Información Geográfica”; el cual fue presentado como proyecto de titulación de ingeniería por Juan Carlos Pindo publicado en el año 2009.
- Caracterización de los áridos del río Dos Mangas y cantera del Cerro El Tablazo de la provincia de Santa Elena para utilizarlo como material de construcción; presentado en la modalidad de artículo por Tania Sánchez Luna, Silvia Hermenejildo De La A, Julio Guzhñay Zurita, y el Ing. Gastón Proaño Cadena publicado en el año 2011.
- “Propuesta para la creación de un mirador turístico en el Cerro el Tablazo del cantón Santa Elena para contribuir con el desarrollo turístico sostenible del destino”, proyecto presentado para la titulación en licenciatura en turismo de Virginia Lissette Marazita Villaroel, Gabriela

Alexandra Tito Maruri y Nora Estefanía Veliz Naranjo, publicado en el año 2009.

- Plan de desarrollo y ordenamiento territorial 2012-2019 del GAD Municipal de Santa Elena, recopilado de la plataforma gubernamental Ecuador en cifras.
- Proyecto de vinculación con la sociedad de: Acompañamiento técnico al sector de la minería artesanal de la explotación de no metálicos, en la Cooperativa Minera “El Tablazo”. Provincia Santa Elena, llevado a cabo por la PhD. Paola Romero Crespo, Ms C. Samantha Jiménez, Ing. Erwin Larreta, y estudiantes de ESPOL.
- Inspección técnica Cantera El Tablazo, Provincia de Santa Elena, Cantón Santa Elena, realizada por la secretaría de gestión de riesgos en el 2016.
- Título de concesión minera del área “Cerro El Tablazo 1” Código No. 700332, otorgado en el año 2002 por la Dirección Regional de Minería de Guayas.
- Informe anual de exploración y plan de inversiones en el área minera no declarada en producción: Área minera “Cerro El Tablazo 1” Código No. 700332, Año 2016.

1.6 Metodología

El trabajo se desarrolla a través de tres fases, cuyo alcance se explica a continuación:

Fase 1: Levantamiento de información

La etapa comprende la revisión de información básica para el desarrollo de un proyecto minero, siendo la más relevante, la consulta de información geológica, topográfica y geomecánica con la finalidad de plantear las bases del diseño.

Revisión bibliográfica: Comprende la revisión de informes y estudios realizados en el sector, así como el marco legal que definen las actividades que se realizan en pequeña minería y delimitación de concesiones.

Topografía: El levantamiento topográfico permite ubicar en el plano los detalles del relieve de la zona, lo que facilita las labores de planificación de la explotación.

Geología: El estudio geológico abarca el análisis de la geología regional y local.

Geotecnia: Permite caracterizar el macizo rocoso y obtener las propiedades de las especies minerales presentes en la concesión para la determinación de los parámetros de estabilidad de los taludes de la explotación.

Fase 2: Método de explotación

La siguiente etapa contempla el cálculo de reservas y la metodología de extracción más adecuada, en base al análisis de criterios técnicos y económicos.

Estimación Reservas: El cálculo para realizar la estimación de reservas se realizó en base a métodos geométricos, que, a partir del análisis de información geológica e información topográfica permitieron obtener volúmenes de explotación de los materiales presentes.

Ritmo de producción: La determinación del ritmo de producción se hizo en base a las reservas estimadas y el plazo de explotación según el título minero.

Parámetros geométricos: Comprende la determinación de los elementos de yacencia y la morfología del cuerpo mineral.

Parámetros geomecánicos: Consiste en la categorización del macizo rocoso según los Métodos Empíricos Globales partiendo de la

caracterización realizada en campo y la recopilación de información de propiedades de los minerales presentes.

Parámetros operativos: Se determinaron los parámetros operativos en función de los elementos de yacencia, ritmo de producción, maquinaria, consideraciones económicas.

Fase 3: Diseño final y análisis económico

Se definió la cota final de explotación en función del estudio de estimación de reservas. Además, se realizó el análisis económico evaluando los criterios económicos: TIR y VAN.

Diseño final: Se realizó a partir de un análisis de la estimación de reservas probadas y el ritmo de producción, considerando los parámetros de estabilidad de taludes y las condiciones de utilización de la maquinaria seleccionada.

Análisis Económico: Se analizó la viabilidad del proyecto en función de los índices económicos de calidad: TIR y VAN, que consideran los flujos de caja que se tendrán durante el plazo de servicio de la mina.

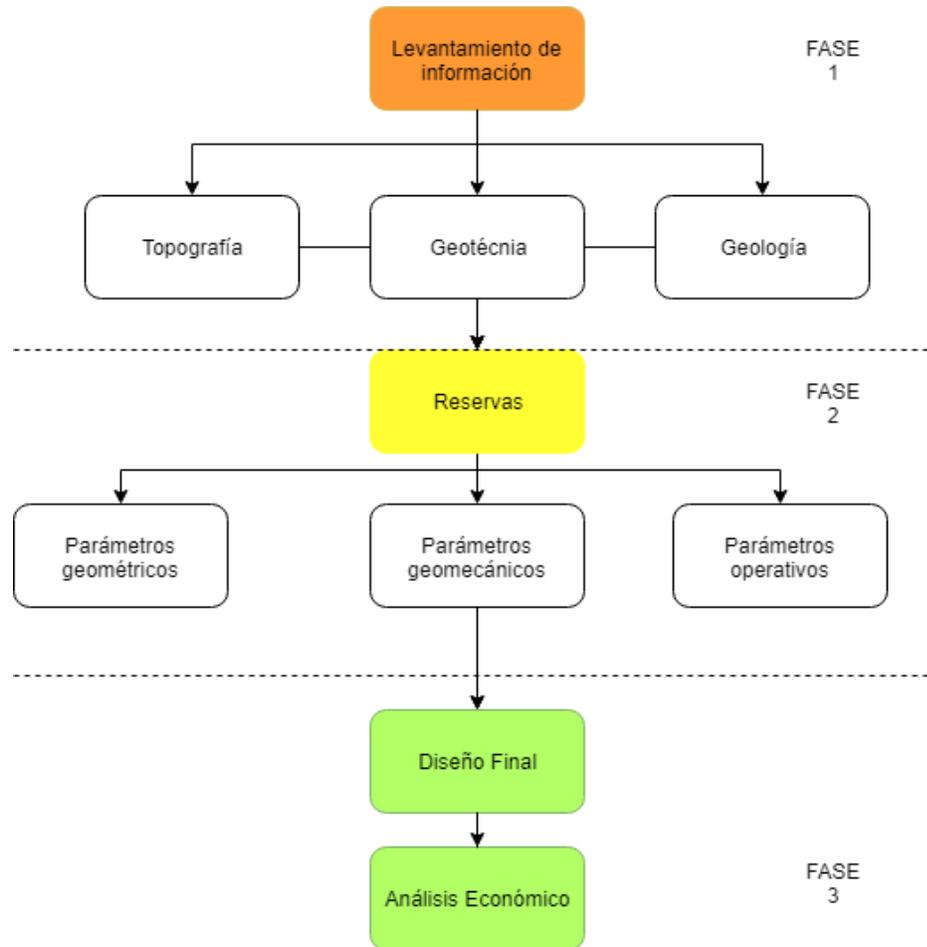


Figura. 1.1 Metodología de desarrollo del proyecto.

Fuente: Catuto, W.,2017.

1.7 Alcance

El alcance de la investigación se limita al diseño de explotación de la concesión minera Cerro El Tablazo 1, es importante recalcar que debido al corto tiempo para el desarrollo de este proyecto de titulación esta propuesta

de la explotación no será implementada de forma inmediata, pero si será socializada para su consideración y aprobación por parte de la cooperativa.

CAPÍTULO 2

MARCO REFERENCIAL

2.1 Ubicación Geográfica

El área de estudio corresponde a la concesión minera cerro “El Tablazo 1”, la cual abarca alrededor de 57 hectáreas, y que se encuentra ubicada en el cantón Santa Elena, Provincia de Santa Elena, en el Suroeste de la Costa Ecuatoriana.

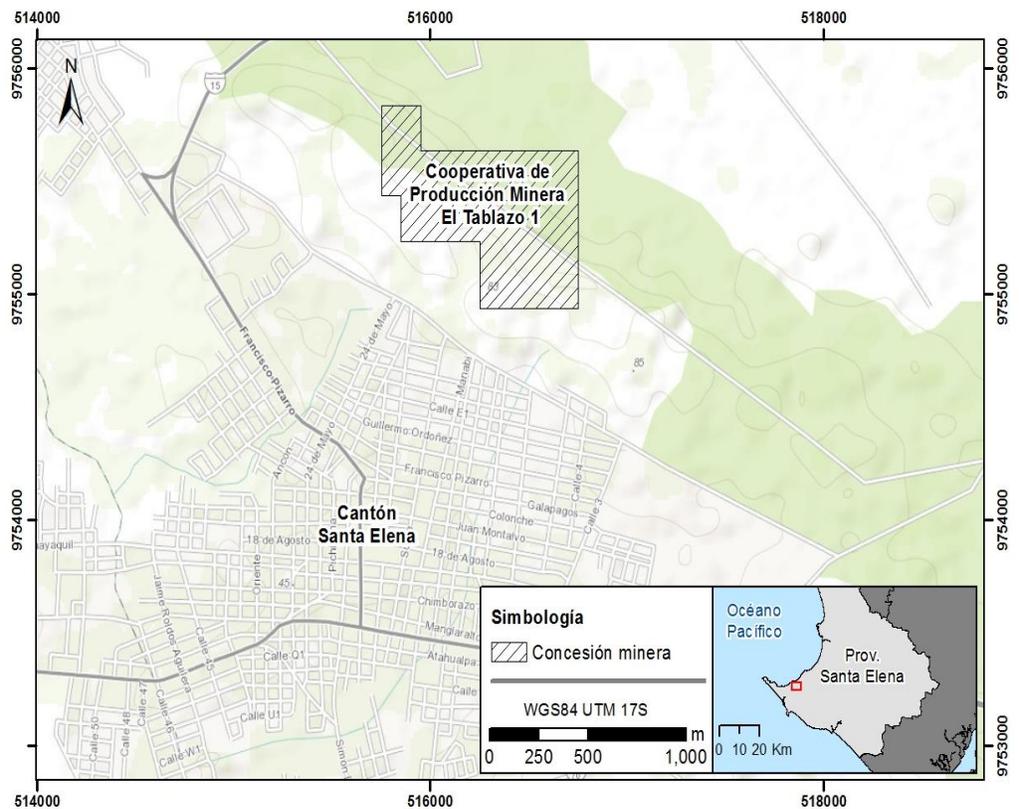


Figura. 2.1 Zona de estudio del proyecto.
Fuente: Proyecto Tablazo, 2016.

Las coordenadas que delimitan la concesión corresponden a UTM DATUM-PSAD56 zona geográfica 17 Sur, con los siguientes valores:

Tabla I. Coordenadas que delimitan la C.M. “Cerro El Tablazo 1”

Punto	Coordenada X	Coordenada Y
1	516000	9756200
2	516200	9756200
3	516200	9756000
4	517000	9756000
5	517000	9755300
6	516500	9755300
7	516500	9755600
8	516100	9755600
9	516100	9755800
10	516000	9755800

Fuente: ARCOM, 2002.

Las concesiones más cercanas al área de estudio son Ruta del Sol y Los Cholitos, esta última se encuentra anexada a las labores de explotación de la Cooperativa Minera El Tablazo 1. Ambas concesiones corresponden a la categoría de minería artesanal.

Tabla II. Información básica de la zona de estudio.

Nombre Concesión	Cerro El Tablazo 1
Código	700332
Titular	Cooperativa De Producción Minera El Tablazo 1 – Tigreiro Rodríguez Víctor Arturo

Casillero Judicial	2143
Tipo Solicitud	Concesión Minera
Cantón	Santa Elena
Código Cantón	240102
Coordenada X	516500
Coordenada Y	9755300
Tipo Mineral De Manifiesto	Calizas – No Metálicos
Área (m ²)	569.990,5100

Fuente: ARCOM, 2002.

El parque recreativo Mirador Cerro El tablazo, se caracteriza por recibir centenares de personas diariamente y se encuentra ubicado en los límites de las zonas de explotación aledañas. Dentro de la concesión minera “Cerro El Tablazo 1” existen dos zonas recreativas pertenecientes al citado parque, la primera es una explanada ubicada en el centro Oeste de la concesión destinada a eventos culturales, aunque también funge como parqueadero. La segunda es una cancha de césped sintético destinada a eventos deportivos, está situada en la zona Sureste de la zona de estudio.



Figura. 2.2 Foto panorámica del Cerro El Tablazo.
Fuente: IWANA TRIP, 2016.

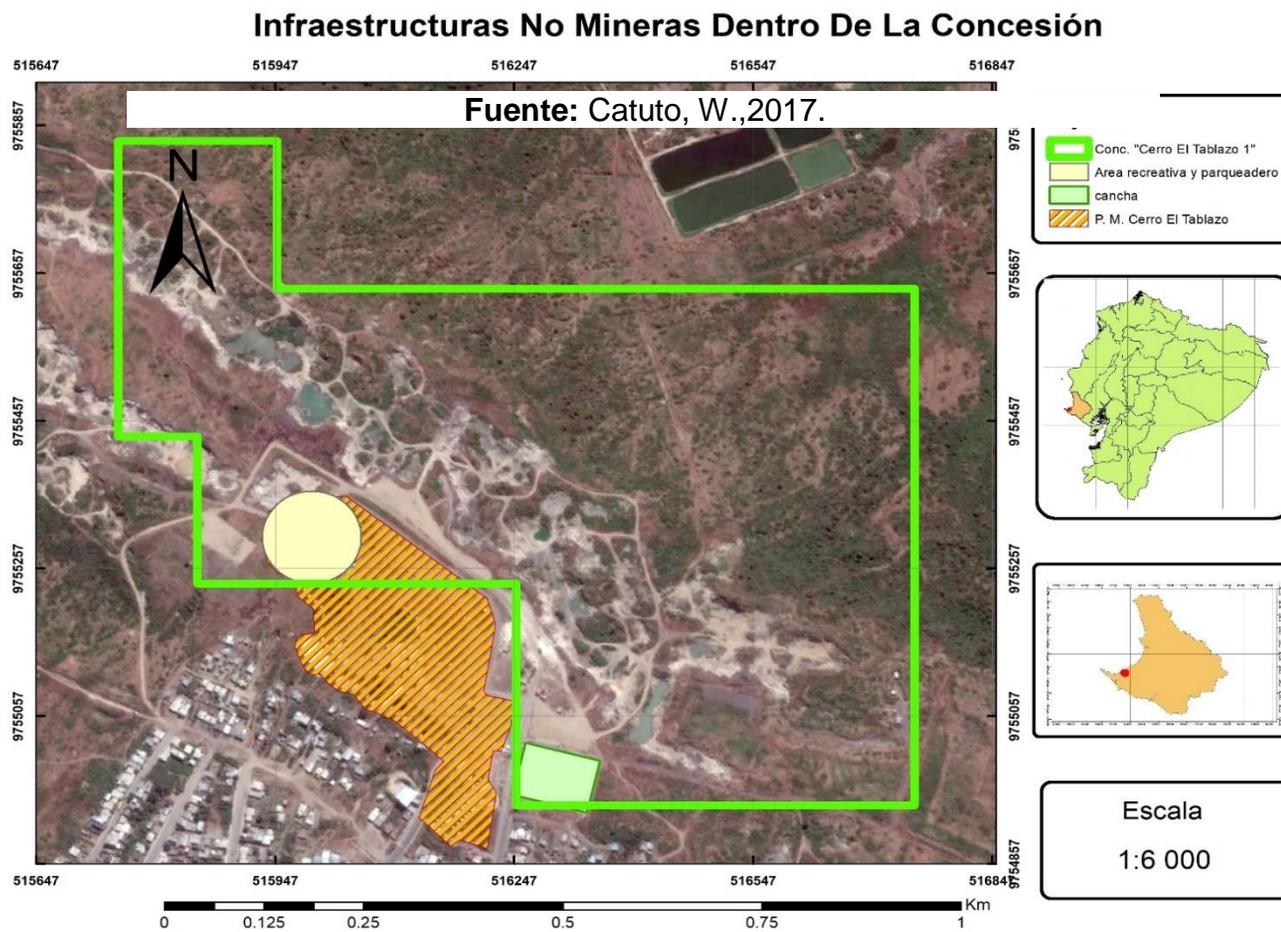


Figura. 2.3 Mapa de infraestructuras no mineras dentro de la concesión.

2.2 Vías de Acceso e infraestructura sobre mina

Las principales rutas de acceso conectan la cantera de manera directa con las vías públicas del cantón, estas son:

1. Calle Sucre, que conecta con la Vía Guayaquil-Salinas y con la Troncal del Pacífico, teniendo acceso de manera directa al cantón La Libertad y al balneario de Ballenita.
2. Acceso (aún sin nombre) que conecta la Troncal del Pacífico, que enlaza Ballenita con la Ruta del Sol.

La Cooperativa Minera “Cerro El Tablazo 1”, cuenta con una oficina administrativa a 50 metros del área de explotación, ubicada junto al parque recreacional Mirador Cerro El tablazo. En este lugar se realizan las actividades de venta de producto, compra de insumos, y trámites relacionados con el otorgamiento de permisos de explotación de las áreas mineras a los socios de la cooperativa.

También se cuenta con dos polvorines ubicados en el extremo Este de la concesión, en este lugar se almacenan los materiales explosivos empleados para la fragmentación de las rocas.

Fue necesario disponer de un área destinada al pulido de las lumaquelas extraídas, que son vendidas por su gran belleza como piezas decorativas. Las coordenadas de las instalaciones existentes se muestran a continuación:

Tabla III. Coordenadas de instalaciones sobremina actuales.

Instalación Sobremina	Coordenada X	Coordenada Y
Oficina Administrativa	516275	9755010
Muestrario	516260	9755025
Área de Pulido	516265	9755055
Polvorín 1	516710	9755010
Polvorín 2	516717	9755034
Cancha de futbol	516300	9754900

Fuente: Catuto W.,2017.

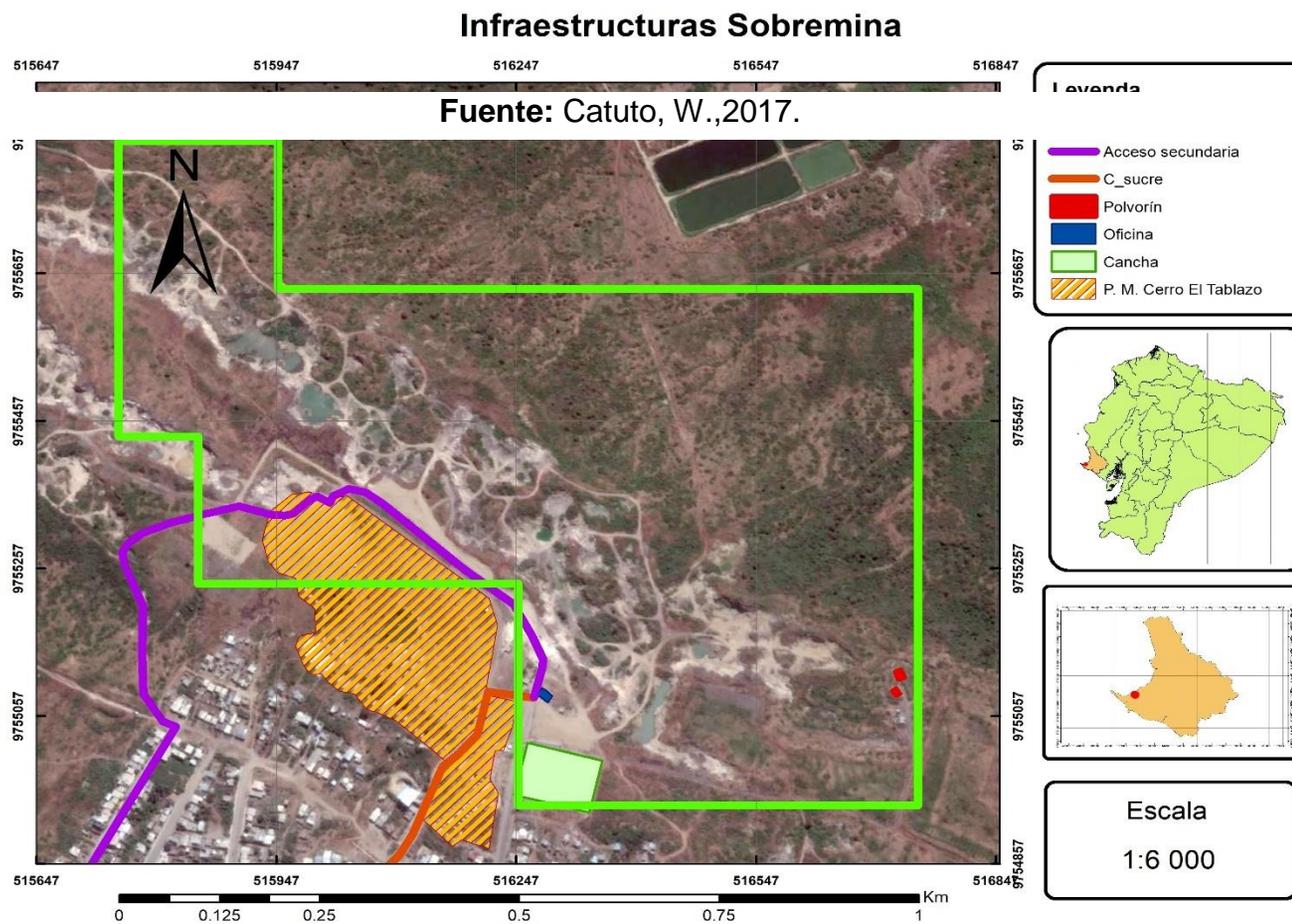


Figura. 2.4 Mapa de instalaciones sobremina.

2.3 Flora y Fauna

En el cerro “El Tablazo” se pueden encontrar especies herbáceas y matorrales de poca altura, llegando a medir hasta 1.50 metros, estas se encuentran en toda la extensión del cerro.

La zona de estudio es el hábitat de roedores, y pequeños invertebrados, debido a la cercanía a áreas pobladas, además de animales domésticos e insectos. En ciertas épocas del año, especialmente en los meses de marzo y abril, se pueden observar aves migratorias en el sector, producto de la migración de garzas, palomillas y flamencos, los cuales se acercan al sector debido a las pozas que se generan por la época invernal.

2.4 Clima

El análisis del clima se realizó, según los boletines meteorológicos emitidos por el INAMHI, desde el año 2003 al 2012, teniendo un rango de 10 años donde se analizaron las variables de precipitación, temperatura, humedad relativa, dirección y velocidad del viento.

La estación meteorológica más cercana se encuentra a 3 km aproximadamente del área de estudio. De ella se obtuvieron los datos históricos que permitieron realizar el estudio de clima.

2.4.1 Precipitación

Según los registros de precipitación mensuales analizados, que corresponden al periodo comprendido entre de 2003 al 2012, se pudo constatar que los meses más lluviosos son de enero a abril donde la precipitación media máxima se observó en el mes de marzo, con 104 mm, y los meses más secos son de mayo a diciembre con una precipitación media máxima de 0.1 mm en el mes de junio.



Figura. 2.5 Registro de precipitación mensual (2003-2012).
Fuente: INAMHI, 2003-2012.

2.4.2 Temperatura

Según el registro histórico de temperaturas, en el periodo de tiempo analizado se puede deducir que, entre los meses de diciembre a mayo, las temperaturas medias oscilan por en los 24.8 °C, teniendo sus picos máximos en los meses de marzo a abril, mientras las temperaturas más bajas se divisaron en los meses de agosto a octubre bordeando los 21 °C.

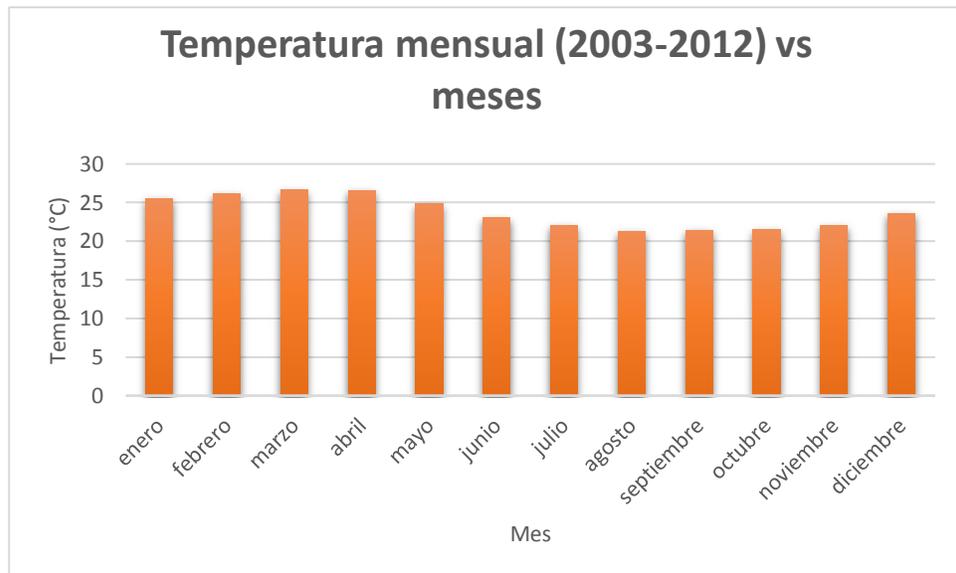


Figura. 2.6 Registro de temperatura mensual (2003-2012).

Fuente: INAMHI, 2003-2012.

2.5 Viento

2.5.1 Velocidad del viento

El resultado del análisis de velocidad del viento arrojó los valores de velocidades máximas en el mes de noviembre, julio, y octubre, superando los 50 km/h. Mientras que en el mes de febrero se registraron las velocidades más bajas con valores medios de 17.8 km/h.

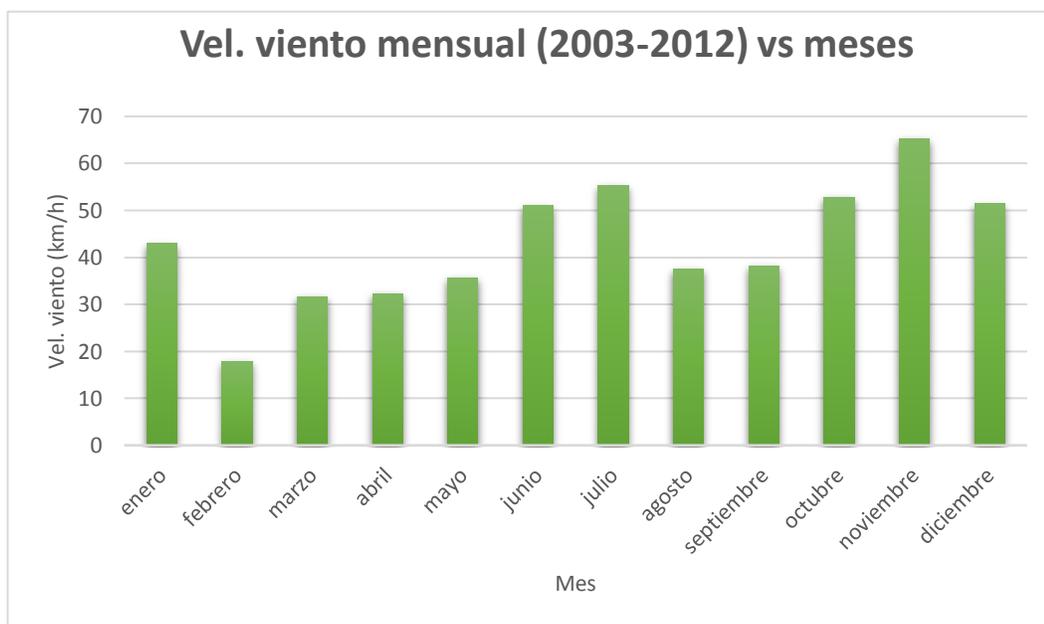


Figura. 2.7 Registro mensual de la velocidad del viento (2003-2012).
Fuente: INAMHI, 2003-2012.

2.5.2 Dirección del viento

Según los datos generados por la estación meteorológica ubicada en la Universidad Estatal Península de Santa Elena, se puede constatar que el viento se dirige frecuentemente a la zona Suroeste de la región, además, en los meses de marzo, mayo junio y agosto la dirección de viento más prominente era hacia el Noroeste.

Tabla IV. Dirección predominante del viento.

Mes	Dirección del viento
Enero	SW
Febrero	SW
Marzo	NW
Abril	SW
Mayo	NW
Junio	NW
Julio	SW
Agosto	NW
Septiembre	SW
Octubre	SW
Noviembre	SW
Diciembre	SW

Fuente: INAMHI, 2003-2012.

CAPÍTULO 3

**LEVANTAMIENTO GEOLÓGICO, TOPOGRÁFICO Y
GEOMECÁNICO**

3.1 Topografía

Para el levantamiento topográfico se seleccionó una cuadrícula con la finalidad de abarcar una mayor superficie del área de estudio, de esta manera se llegaron a cubrir 49.54 hectáreas de las 57 hectáreas concesionadas, lo que representa el 87% de la extensión del terreno.

El levantamiento topográfico se realizó con ayuda de un dron, adicionalmente se compararon los datos con el levantamiento realizado utilizando estación total.

La metodología para el levantamiento topográfico con dron consistió en realizar sobrevuelos, donde la maquina toma fotos instantáneas y de buena resolución, con lo cual se generó un modelo 3D empleando programas especializados que procesan las fotografías tomadas, originando una ortofoto, donde se puede visualizar el relieve del terreno.

El dron realizó 7 sobrevuelos al área de estudio, obteniendo más de 5000 fotografías, en total se abarcaron 98.39 hectáreas, con la finalidad de conocer los detalles de las instalaciones de la concesión y de las infraestructuras vecinas, lo que permitirá realizar un diseño más acorde a la realidad.

El levantamiento topográfico se realizó con curvas de nivel espaciadas a 50 centímetros, obteniendo una resolución de 30 centímetros por pixel de fotografía tomada.

Debido a la existencia de zonas con vegetación se tuvo un cierto desfase en ciertos lugares, los cuales se ajustaron con el levantamiento con estación total. Estas zonas de difícil acceso constituyen quebradas con pendientes pronunciadas, que se consideran de importancia secundaria ya que están desprovistas de material explotable.

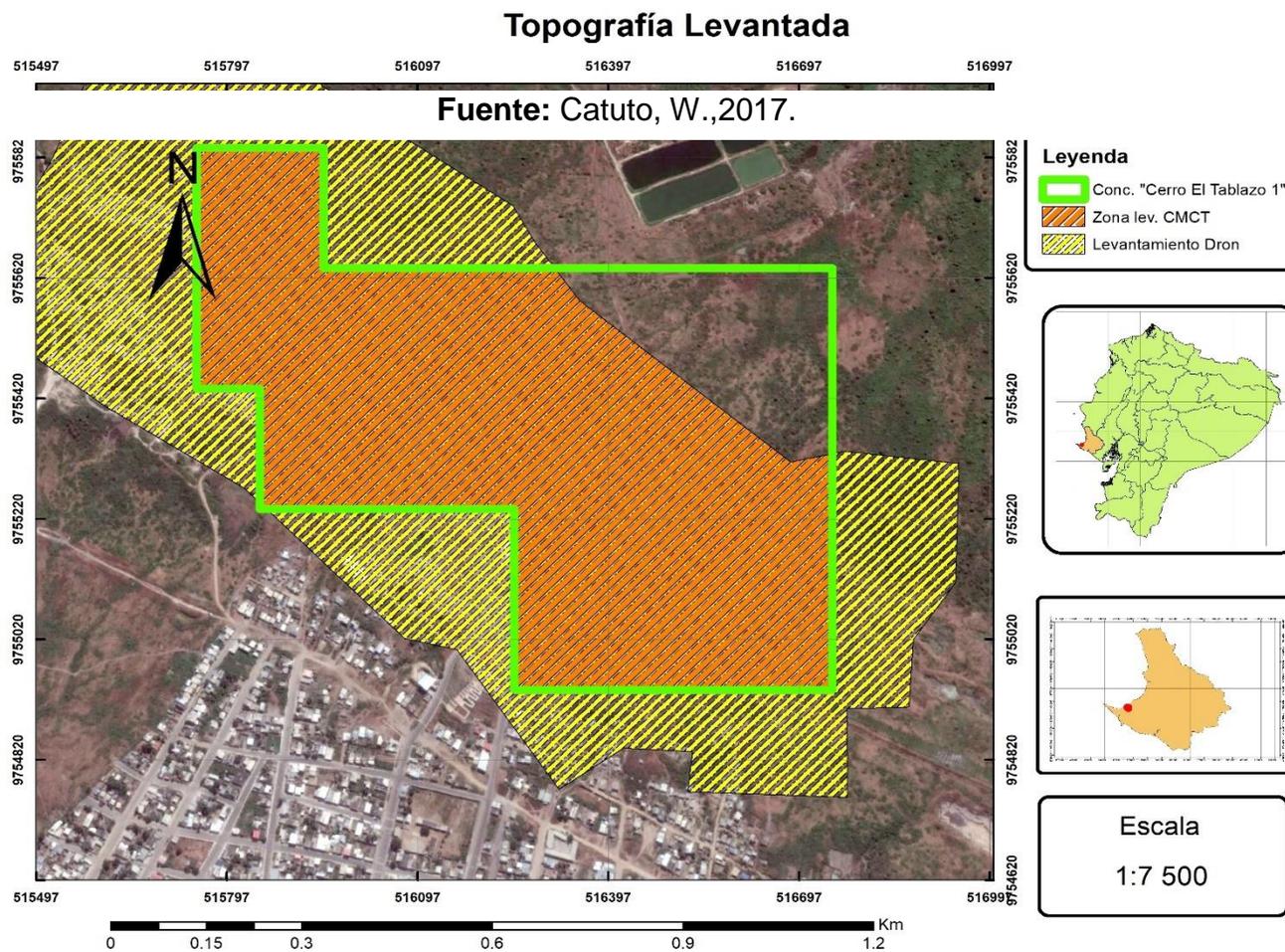


Figura. 3.1 Zona levantada con dron.

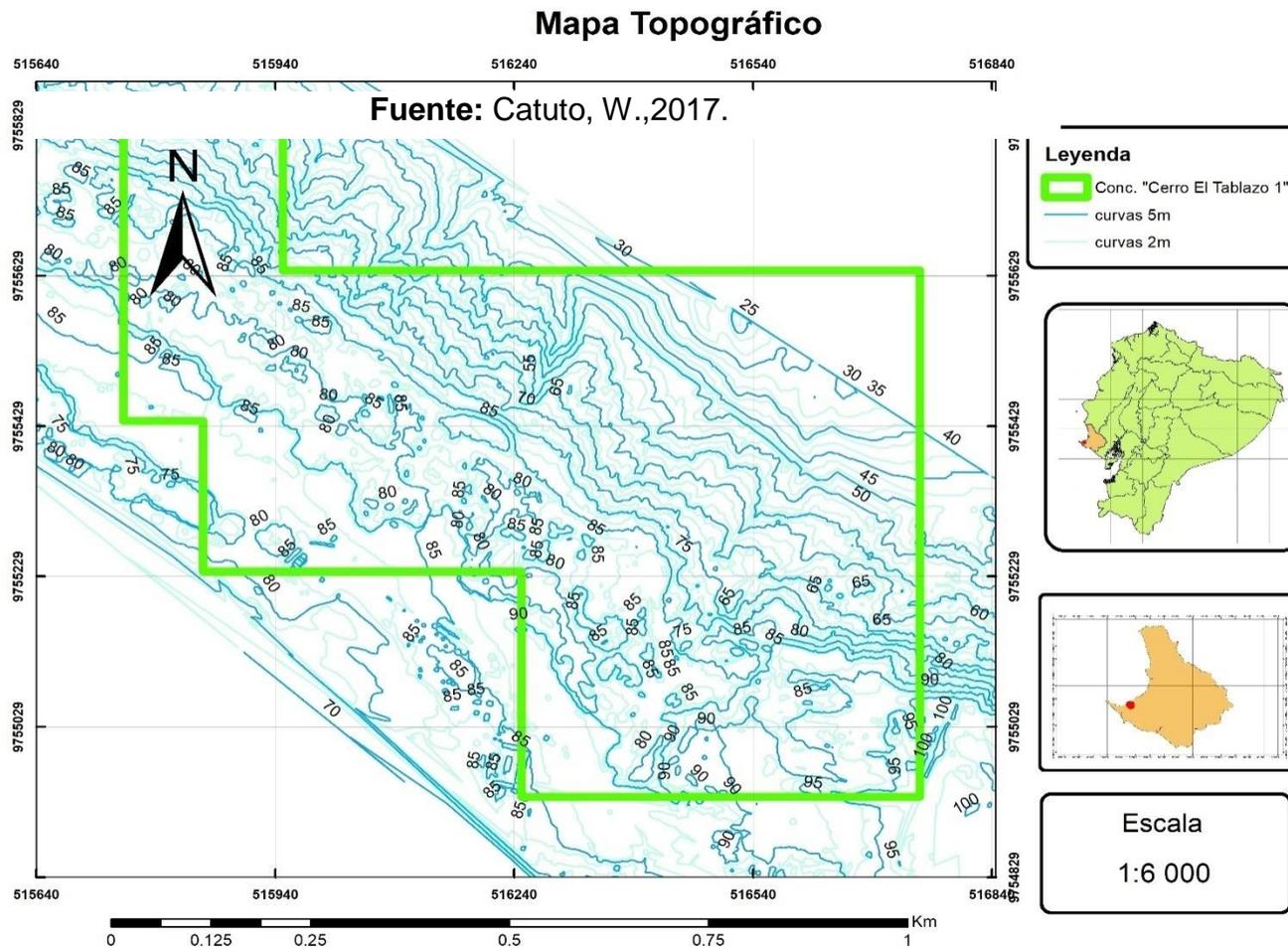


Figura. 3.2 Curvas de nivel de la zona de estudio.

3.2 Geología

Dentro de la concesión minera “Cerro El Tablazo 1”, se pueden encontrar tres formaciones geológicas predominantes y que delimitan el yacimiento mineral. El yacimiento reposa en discordancia sobre las rocas Cretáceo-Paleógenas deformadas de la Península de Santa Elena. Está constituida por coquinas y areniscas calcáreas localmente conglomeráticas que afloran extensamente en posición sub-horizontal en alturas que fluctúan entre los 50 msnm y 100 msnm. Su potencia es variable y no sobrepasa las varias decenas de metros. Su edad es Pleistoceno según el léxico estratigráfico.(Martínez, 2006).

La zona de estudio se caracteriza por tener un aspecto geomorfológico dominado por un conjunto morfoestructural de cobertura sedimentaria terciaria (Era Cenozoica 66 - 2.58Ma.) (Dumont, 2003). Las formas del relieve del área de estudio son de tipo mesa o meseta de superficies onduladas con vertientes irregulares en los flancos del cerro El Tablazo.

3.2.1 Geología Regional

La Península de Santa Elena se encuentra en el extremo Oeste de la costa Sur ecuatoriana, corresponde a una zona estructuralmente levantada entre las fallas La Cruz y Posorja (NO – SE) (Vera, 1982)

(Benítez, 1995), siendo la parte más occidental del Ecuador. La topografía corresponde a una planicie por debajo de los 20msnm, dominada por el Cerro “Base de Salinas” que termina a una altura de 93 msnm en el extremo occidental de la Península (Dumont, 2003).

Regionalmente los terrenos donde se ubica el área de la Cooperativa Minera aflora en su totalidad la Formación Tablazo QT de edad Pleistoceno(2.58Ma.-Actualidad), conformada por una potente serie de rocas sedimentarias que sobreyace en un basamento de rocas volcánicas de la Formación Piñón KP de edad Aptiano – Albiano (125.0-100.5 Ma.) (Dumont, 2003) (Vera, 1982) que tiene elementos ígneos básicos, lavas basálticas, tobas, brechas volcánicas y restos de Pilow lavas (Vera, 1982).

3.2.2 Geología local

En el área de estudio aflora mayormente la formación Tablazo, sin embargo, al ser varios eventos geológicos los que caracterizan la geología de la Península de Santa Elena, en todo el sector predominan rocas sedimentarias de origen marino con intercalaciones clásticas debido a las terrazas marinas de la formación Tablazo (Vera, 1982) (Pedoja et al., 2006) que constan de mucha variabilidad en sus

horizontes, lo que hace que sean brevemente definidas y detalladas a continuación (ver Tabla V):

Grupo Azúcar (PCAz)

De edad Paleoceno (66.0-56.0 Ma.), representado por una secuencia de al menos 2300m de espesor que básicamente incluye areniscas grises cuarzosas y conglomerados de origen continental con partes de arcillas guijarrosas muy bien compactadas (Pedro Reyes & Francois Michaud, 2012), “lutitas blancas datadas por fauna marina (Vera, 1982)”. Las facies sedimentarias son de abanico submarino, con turbiditas de alta densidad y foraminíferos retrabajados.

Grupo Ancón (EAn)

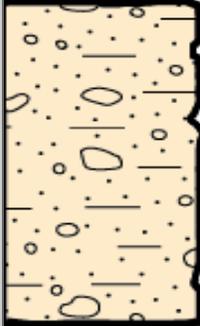
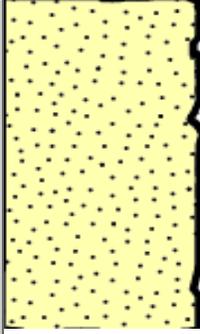
De edad Eoceno (56.0-33.9 Ma.), rocas calcáreas que incluyen secuencias de conglomerados, areniscas y limolitas masivas de hasta 1900m de espesor (Pedro Reyes & Francois Michaud, 2012), turbiditas bioclásticas a silico clásticas.

Formación Tablazo (QPTb)

De edad Pleistoceno (2.58Ma.-Actualidad), constituida por terrazas marinas bioclásticas, arcillas sedimentarias blancas, lumaquelas, coquinas, conglomerados con estratificación cruzada (Vera, 1982) (Pedro Reyes & Francois Michaud, 2012).

La presencia de estas terrazas marinas denominadas T1, T2, T3 en la Península de Santa Elena y en nuestra área de estudio la T2 a T3 se destaca mayoritariamente por depósitos de areniscas calcáreas bioclásticas y conglomerados, su espesor varía considerablemente, aunque suele exceder de 80mm a 100mm (Dumont, 2003) (Pedoja et al., 2006), se encuentra yaciendo en sedimentos marinos y/o continentales cuaternarios más recientes, contiene tres a cuatro horizontes en diferentes altitudes. El nivel más alto (80 msnm) consiste en lumaquelas y areniscas calcáreas, depositadas en playas abiertas; el nivel intermedio (35 a 40 msnm) contiene horizontes de arena fina, conglomeráticas y arcillosa, con nódulos calcáreos y conchas, de aguas someras; el tercer nivel (2 a 10 msnm) contiene arenas pardas con fragmentos de conchas, de playas abiertas (Pedoja et al., 2006).

Tabla V. Descripción de columna estratigráfica deformaciones que rodean nuestra área de estudio.

Descripción Litoestratigráfica	
Lumaquelas, coquinas, conglomerados con estratificación cruzada, calizas.	
Conglomerados, areniscas y limolitas.	
Areniscas grises, cuarzosas y conglomerados de origen continental.	

Fuente: Edgar, K.,2016

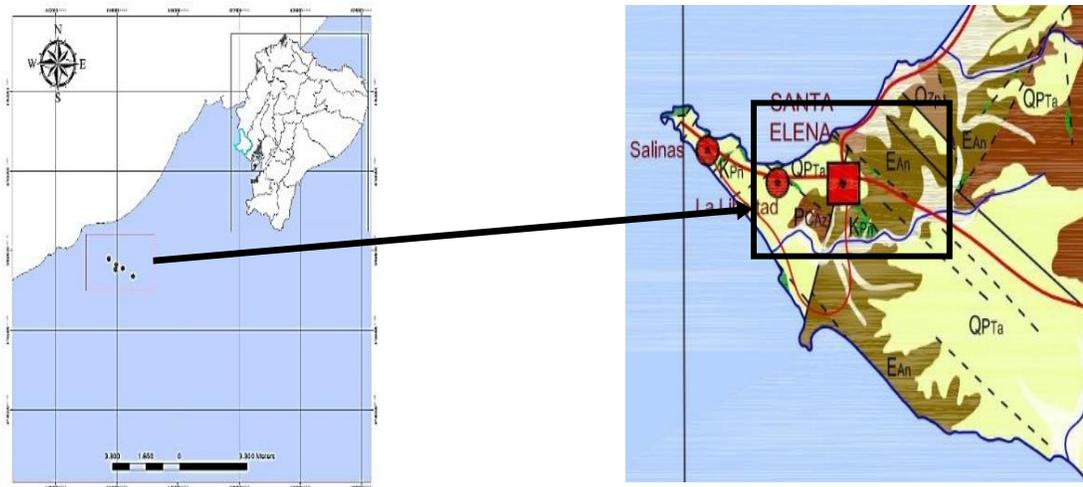


Figura. 3.3 Mapa de formaciones geológicas de la zona de estudio.
Fuente: Reyes, P., Michaud, F., 2012.

3.2.3 Caracterización de unidades estratigráficas

En las columnas estratigráficas analizadas se identificaron taludes semi perpendiculares, con una altura media de 6.1 metros, donde se encontraron estratos con coquinas, lumaquelas y variedad de conglomerados calcáreos, que junto a areniscas conformaban las columnas estratigráficas estudiadas (Edgar, Karina, 2016).

Coordenadas: 516462 // 9755081 (WGS 84 / UTM Zona 17S)

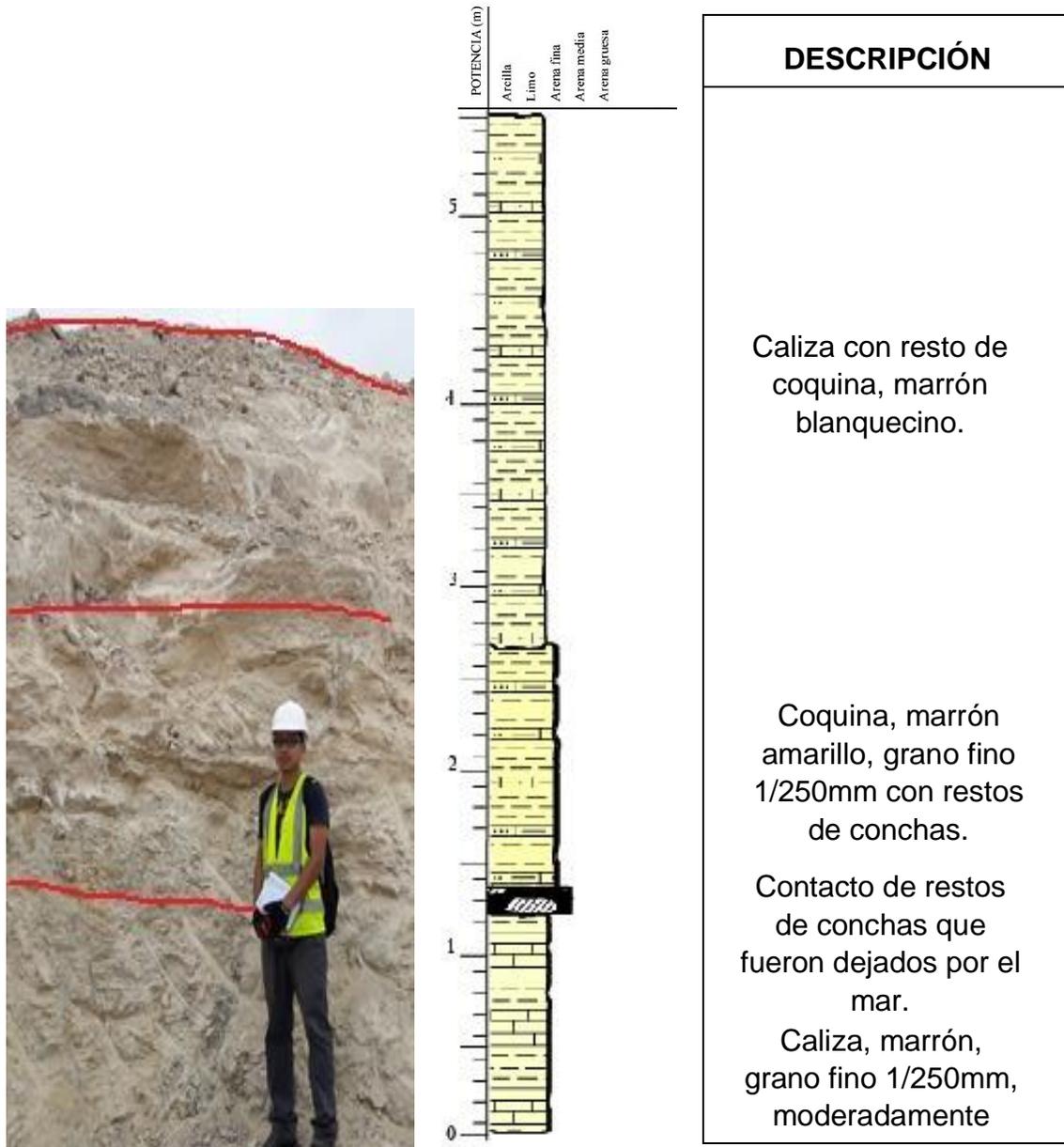


Figura. 3.4 Columna estratificada #1 con diferentes litologías.

Fuente: Edgar, K.,2016.

Coordenadas: 516246 // 9755235 (WGS 84 / UTM Zona 17S)

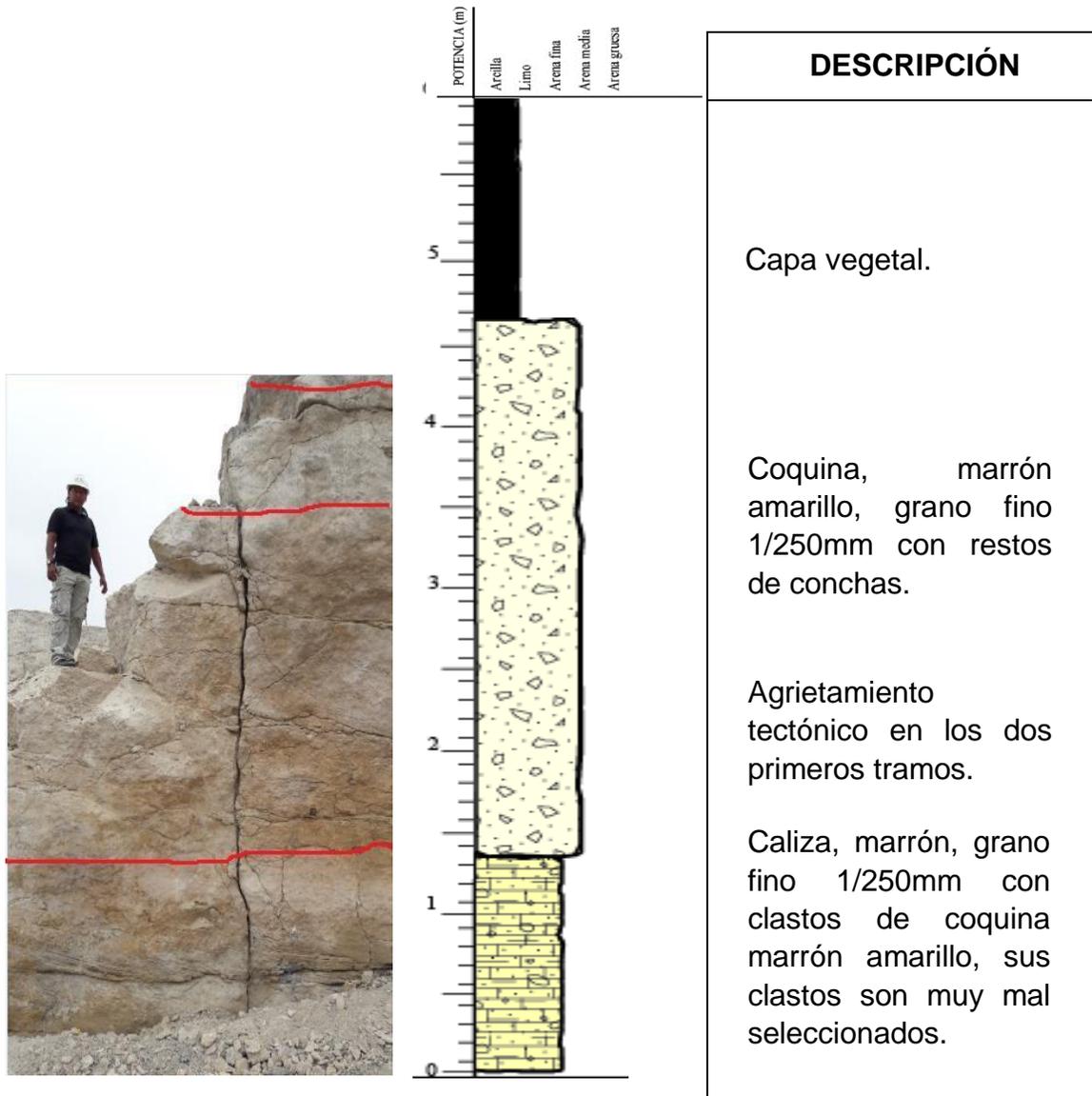


Figura. 3.5 Columna estratificada #2 con diferentes litologías.

Fuente: Edgar, K., 2016.

Coordenadas: 516061 // 9755388 (WGS 84 / UTM Zona 17S)

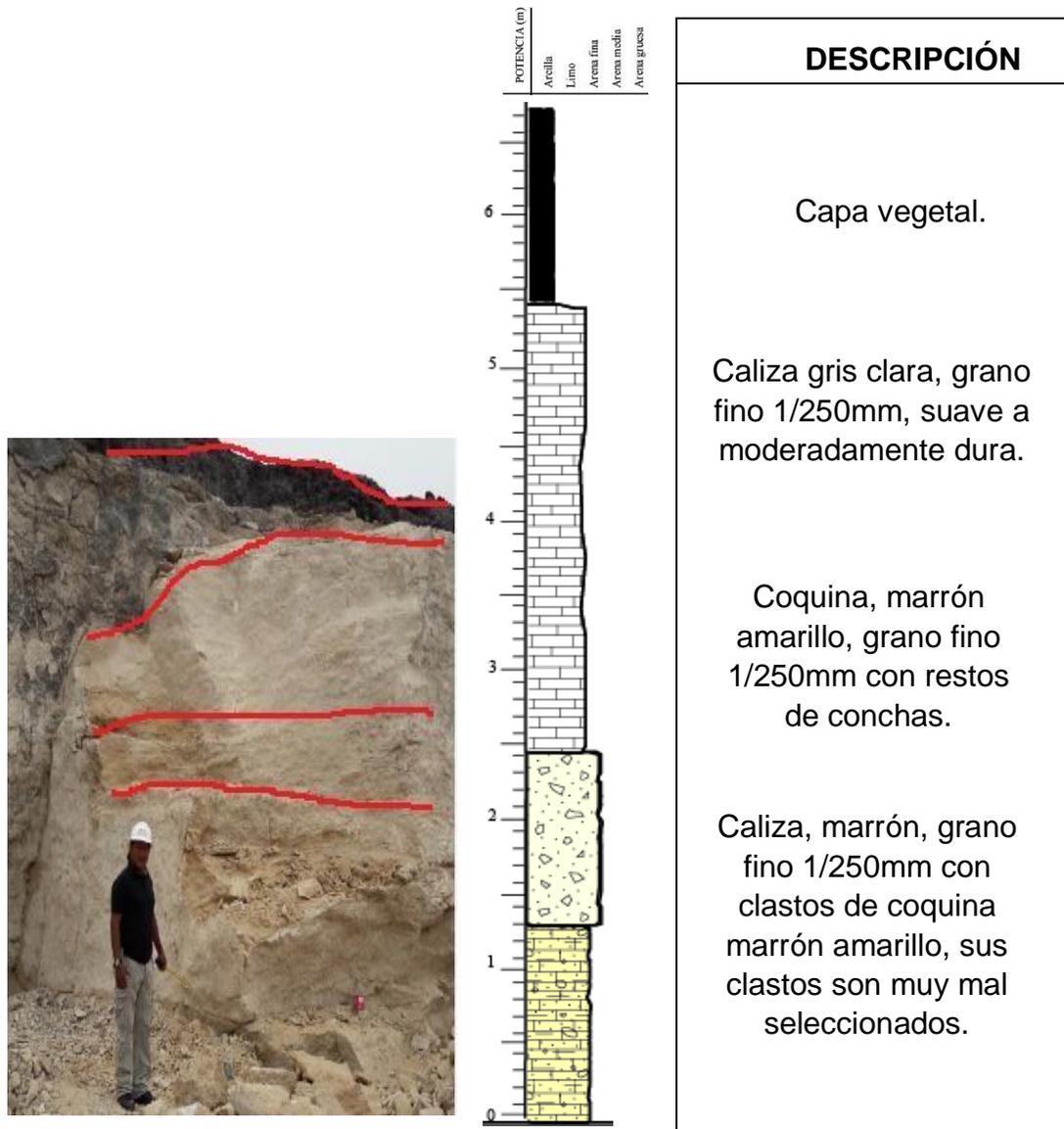


Figura. 3.6 Columna estratificada #3 con diferentes litologías.
Fuente: Edgar, K.,2016.

Posteriormente se realizaron 6 columnas estratigráficas, donde además de la caracterización de las especies mineralógicas que se encontraron, se

estudió la morfología del estrato, tomando medidas de rumbo, buzamiento y potencia.

En las columnas estratigráficas analizadas se identificaron estratos con un rumbo de N 335°, y con un buzamiento en 5° y 9° grados en dirección Suroeste. Se hallaron estratos con potencias de coquina entre 2 a 6 metros de altura, encontrándose afloramientos entre la cota 70 msnm. y la cota 80 msnm. que corresponde a lumaquelas originarias en mesetas bien disectadas por erosión.

También se pudo identificar un contacto entre formaciones, donde se obtuvieron buzamientos de hasta 18 ° grados buzando al Noroeste, y una dirección de N 330°.

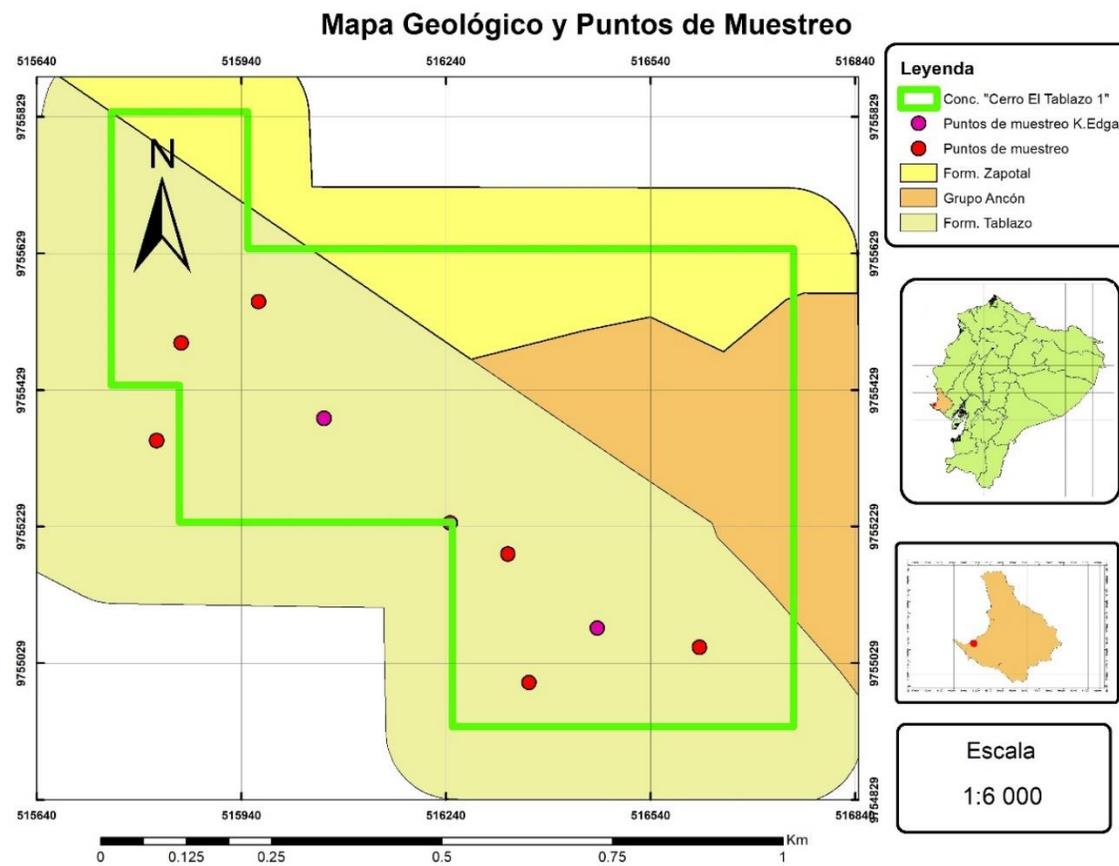


Figura. 3.7 Mapa de muestreos geológicos en la zona de estudio.
Fuente: Catuto, W.,2017.

3.3 Geomecánica

La roca provista en la concesión minera “Cerro El tablazo 1” se encuentra estratificada en tres niveles, producto del contacto del material con el medio externo, originando la meteorización física de la roca.

Al ser una roca porosa y estar en contacto con agentes de meteorización como la precipitación y la erosión, se divisa la presencia de canales de infiltración en el primer estrato, que afectan el segundo nivel de estratificación, disminuyendo su resistencia. El tercer nivel de estratificación cuenta con una coquina más compacta, menos porosa, y con mayor resistencia que los estratos sobreyacentes, debido a su grado de aislamiento.

Para determinar las propiedades geomecánicas de la roca se realizaron diferentes ensayos normados, siendo el segundo nivel de estratificación el seleccionado para el análisis debido a su baja resistencia producto de la meteorización ocasionada por agentes exógenos.

Tabla VI. Propiedades físicas de la roca de interés

Ensayo	Unidad	Valor
Masa específica aparente	kg/m ³	2400
Porosidad aparente	%	5.1
Abrasión aparente de agua	%	2.3
Resistencia a la compresión uniforme	Mpa	39.9
Resistencia a la compresión uniaxial	Mpa	36.7
Resistencia a la flexión	Mpa	6.8
Resistencia al desgaste Amsler	mm	3.8
Resistencia al impacto con el cuerpo duro	cm	58
Índice de forma a las partículas	Cúbico	
Desgaste a la abrasión "Los Ángeles"	%	40
Desgaste al sulfato de magnesio	%	12

Fuente: Vásquez, W.,2008

Con la finalidad de determinar variables para el estudio de estabilidad de taludes que complementen la información dispuesta, se analizaron 15 estaciones geomecánicas, siendo clasificadas por el RMR de Bieniawski con un promedio entre 62.53 y 73.20, categorizando al material provisto como una roca buena.

Tabla VII. Caracterización geomecánica levantada.

Estación	Coordenada X	Coordenada Y	Coordenada Z	RMR min	RMR max
1	516184	9755315	85	54	73
2	516184	9755275	85	59	74
3	516184	9755250	85	58	74
6	515806	9755540	84	65	69
7	515881	9755483	84	70	73
8	515912	9755456	85	68	70
9	515963	9755418	87	68	73
10	516025	9755376	84	65	70
11	516040	9755332	82	62	65
12	516098	9755293	79	64	69
17	515862	9755326	83	64	86

Fuente: Medina, X.,2016

Nota: Las estaciones 5 y 13 fueron suprimidas al contener errores en su ubicación espacial.

Las estaciones geomecánicas 1, 2, 3 y 4 se encuentran bajo la influencia del punto de muestreo estratigráfico #2 según la Figura. 3.8, por lo cual el estrato que aflora en esas estaciones geomecánicas corresponde a Lumaquelas, es decir la roca un poco alterada y de menor resistencia.

Las estaciones geomecánicas 6, 7, 8 y 17 muestran un comportamiento geomecánico de mayor calidad, caracterizando a la roca como coquina.

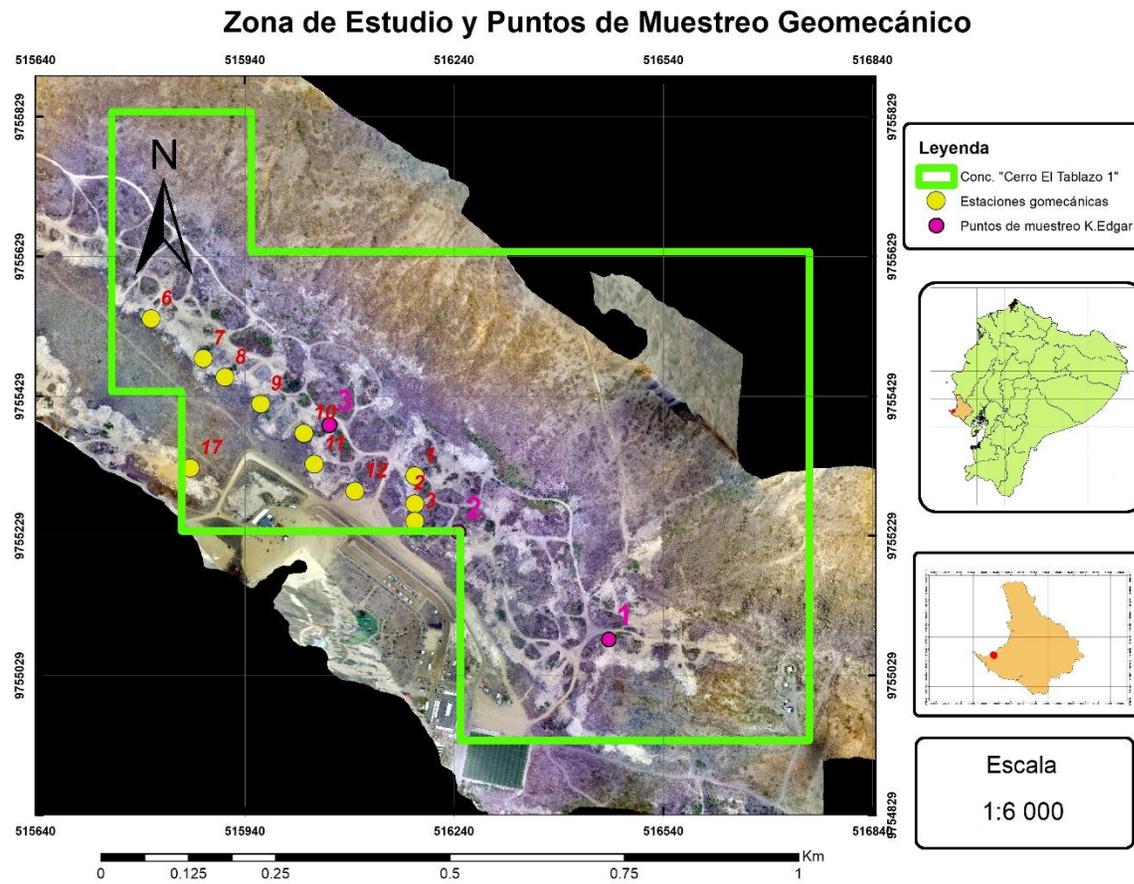


Figura. 3.8 Muestras geomecánicas analizadas
Fuente: Catuto, W.,2017.

El resto de estaciones muestran el comportamiento del conjunto de los 2 sistemas de estratificación.

3.4 Geohidrología

La roca que caracteriza al yacimiento tiene una textura muy porosa, por lo que tiende a poseer canales que sirven como medio de transporte para las escorrentías superficiales, producto de la precipitación producida en el periodo comprendido entre enero y abril.

Para la descripción geohidrológica es necesario conocer la orientación de los flujos de agua en superficie, la cual fue determinada en función la topografía del sector, siendo la pendiente del terreno el principal elemento evaluar.

Con el análisis de la pendiente se determinan variables como gradiente hidráulico, parámetro con que él se esquema las zonas más susceptibles a inundación, y aquellos lugares adonde se podría evacuar el agua de manera natural.

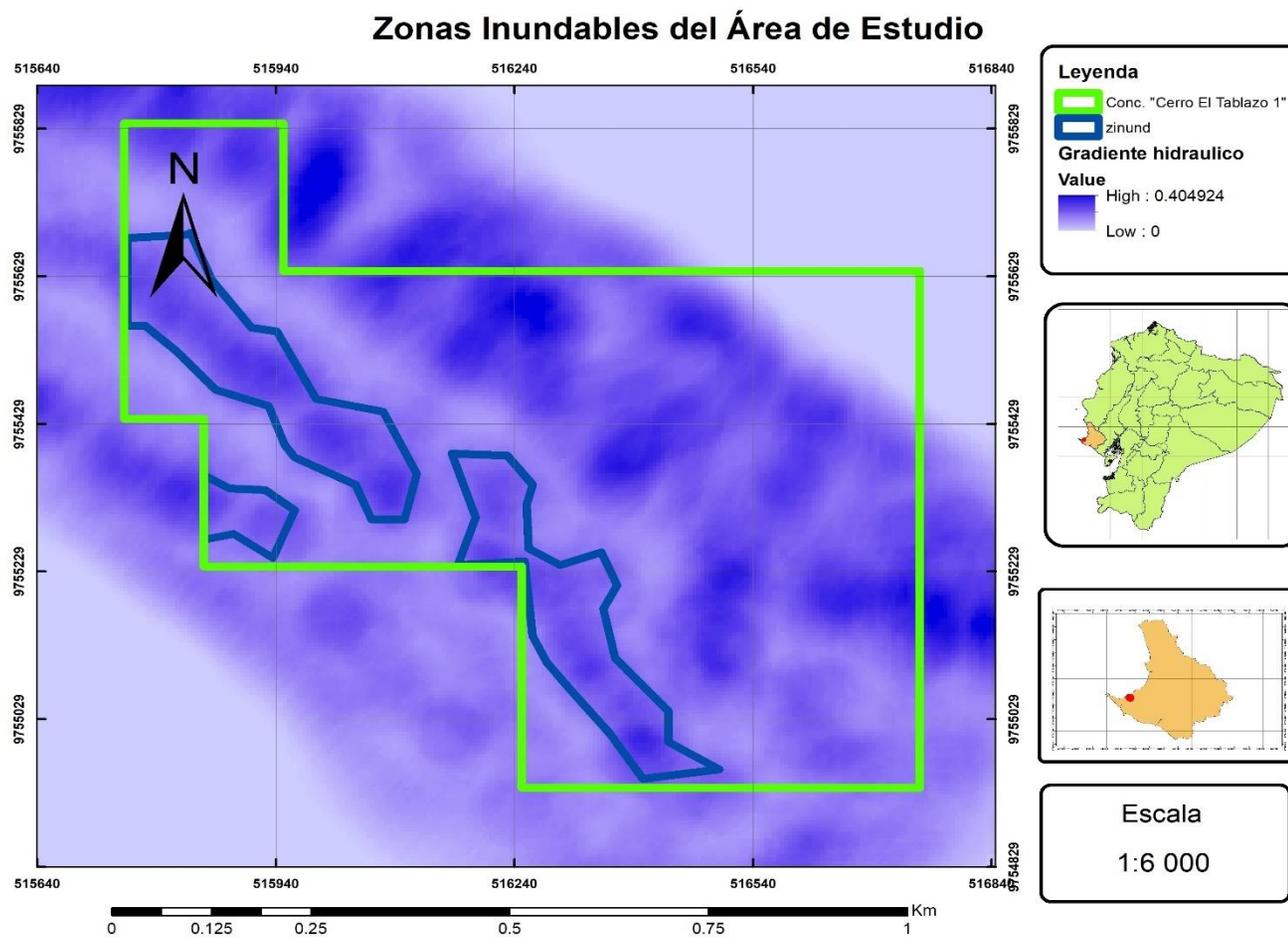


Figura. 3.9 Mapa de gradiente hidráulico en la zona de estudio.
Fuente: Catuto, W.,2017.

Se identificaron tres zonas propensas a inundación, las cuales abarcan un área total de 90747 m², también se divisó una vertiente natural en el sector Noreste de la concesión, donde escurre el agua lluvia generada por la precipitación.



Figura. 3.10 Laguna formada por precipitación 2.
Fuente: Catuto, W.,2017.



Figura. 3.11 Laguna formada por precipitación 1.
Fuente: Catuto, W.,2017.

CAPÍTULO 4

CÁLCULO DE RESERVAS

4.1 Modelo teórico

Para el cálculo de reservas se analizaron las características estratigráficas de los puntos de muestreos levantados en proyectos previos (Edgar, Karina, 2016), complementando la información con el levantamiento adicional de 6 muestreos que se realizaron posteriormente.

En el análisis se determinaron 3 puntos de contacto entre formaciones geológicas, 2 con la formación zapotal y 1 con el grupo ancón, con ello se identificó el rumbo y buzamiento del plano estratigráfico del material de interés.

Tabla VIII. Tabla de afloramientos.

Afloramientos			
Pto	X (m)	Y(m)	Z(m)
1	515965	9755560	88
2	516335	9755190	82
3	515750	9755223	78

Fuente: Catuto, W.,2017.

Una vez determinados los contactos geológicos, se empleó el método de los 3 puntos para determinar planos. El método consiste en hallar el buzamiento y el rumbo de una superficie planar dadas las altitudes sobre un plano determinado de tres posiciones conocidas. Las elevaciones pueden ser determinadas desde un afloramiento o desde una profundidad determinada del plano en un sondeo. El método está basado en la suposición de que el

buzamiento y el rumbo son constantes a lo largo de la zona considerada.(Alicante, 2012).

La finalidad de determinar el plano de estratificación es certificar los datos de campo. En el análisis realizado se determinó un plano estratificado orientado N 342°, con un buzamiento de 6 °.

Tabla IX. Dirección y buzamiento teórico del estrato.

Orientación del estrato	
Rumbo	N 342 °
Buzamiento	6 °

Fuente: Catuto, W.,2017.

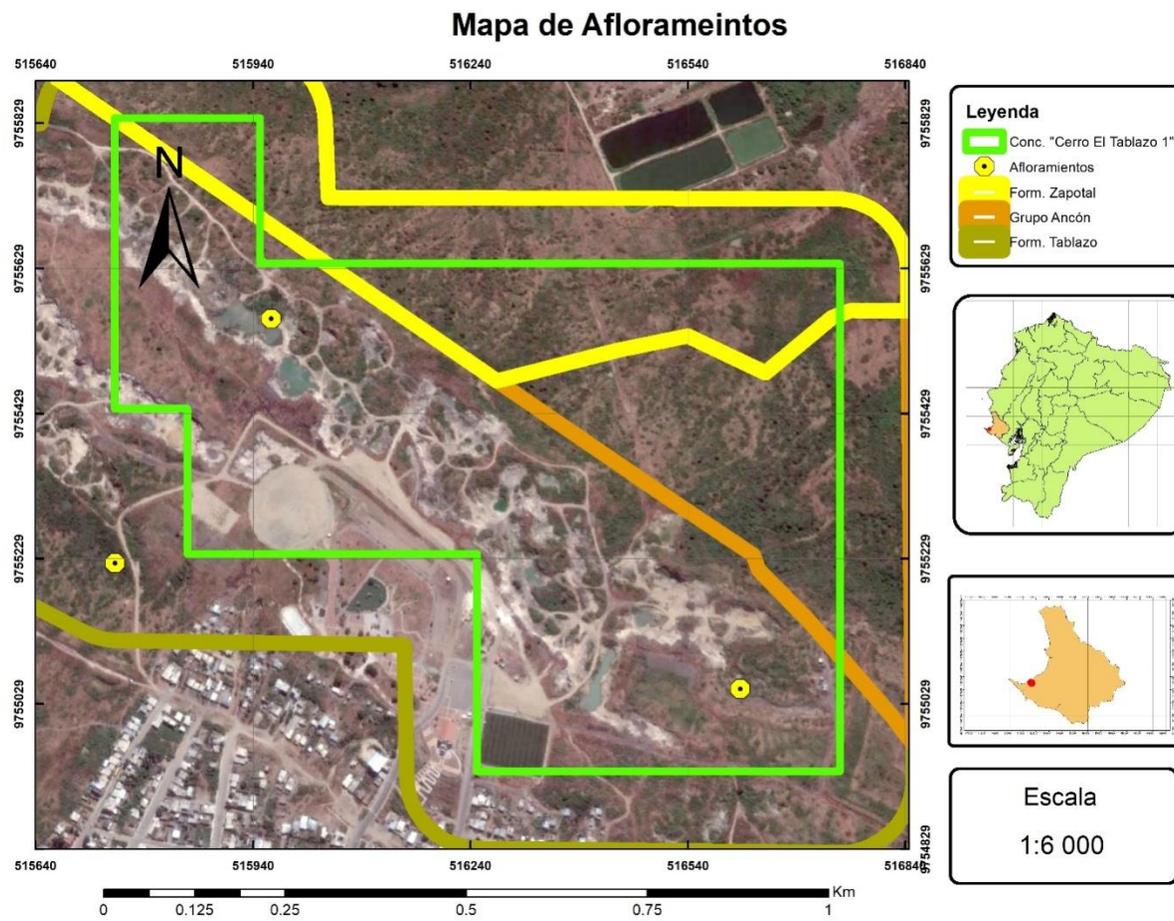


Figura. 4.1 Mapa de afloramientos de la zona de estudio.
Fuente: Catuto, W., 2017.

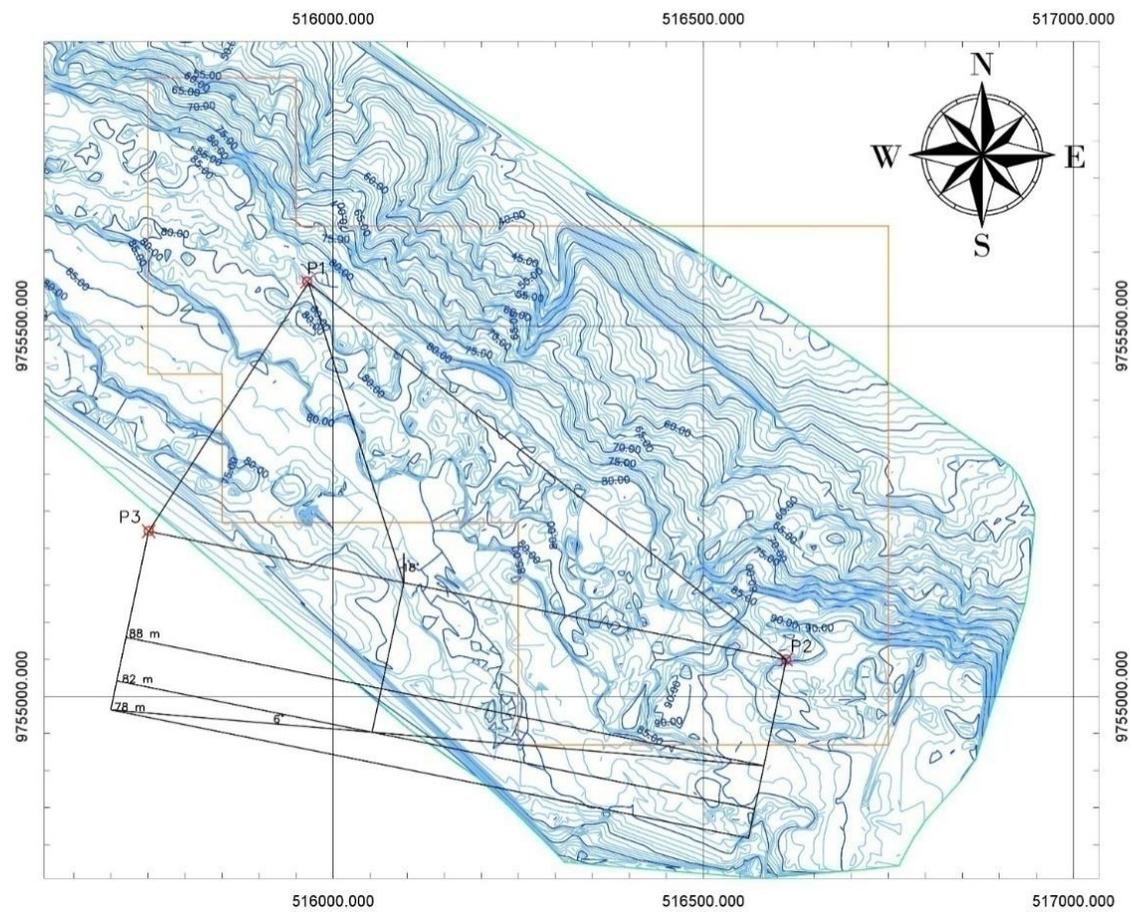


Figura. 4.2 Plano estratigráfico aparente.
Fuente: Catuto, W.,2017.

Con los valores determinados se contrasto la información con la levantada en campo, en la que básicamente se obtuvo una proyección del plano orientado N 335°, con un buzamiento de 5°, con ello se determinó un error del 2 % para el rumbo del plano estratificado, y del 17% para la medición del buzamiento.

$$\%Error_{rumbo} = \frac{|Rumbo_{Teórico} - Rumbo_{Campo}|}{Rumbo_{Teórico}} = 2\%$$

$$\%Error_{Bz} = \frac{|Buzamiento_{Teórico} - Buzamiento_{Campo}|}{Buzamiento_{Teórico}} = 17\%$$

4.3 Método de perfiles

Una vez seleccionada la proyección estratigráfica más idónea, y determinada la certidumbre con la que se van proyectando los planos estratigráficos, se procede a estimar el volumen de reservas por el método de perfiles, trazando 2 alineaciones que representan la dirección de buzamiento del plano estratigráfico tomando en cuenta los contactos que delimitan el yacimiento.

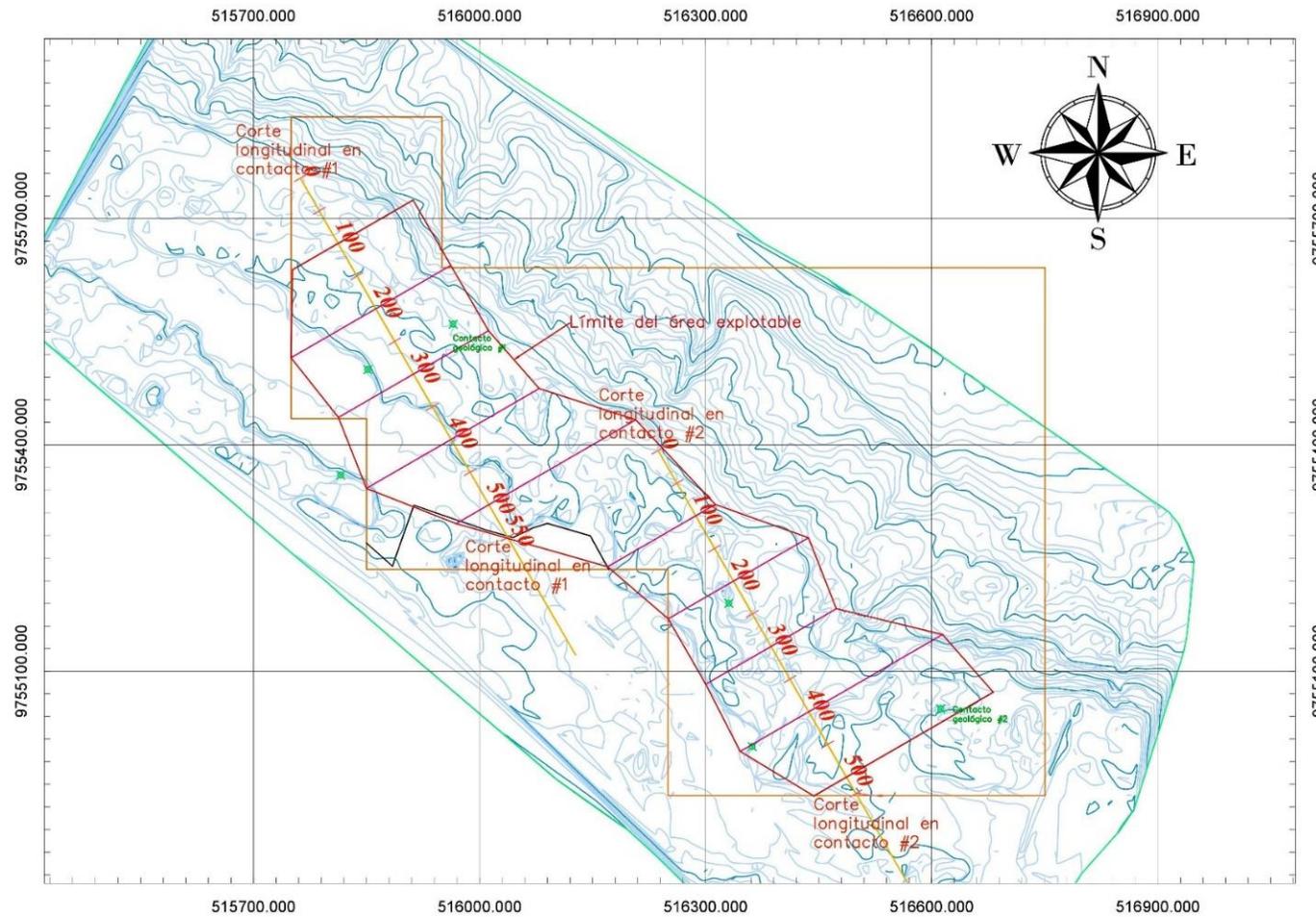
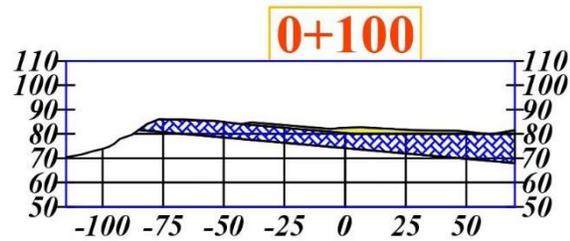


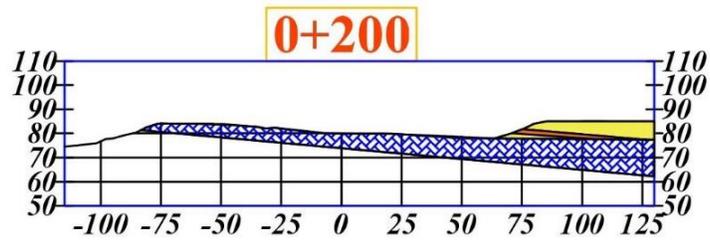
Figura. 4.3 Perfiles estratigráficos analizados.
Fuente: Catuto, W.,2017.

Corte longitudinal en contacto #1

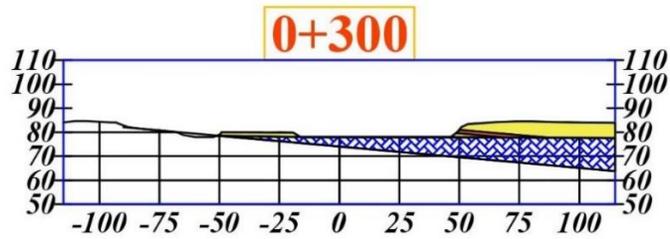
Clc #1-1



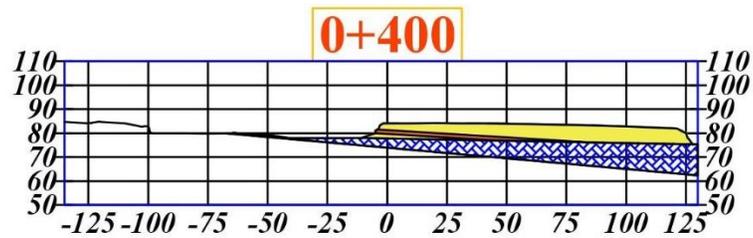
Clc #1-2



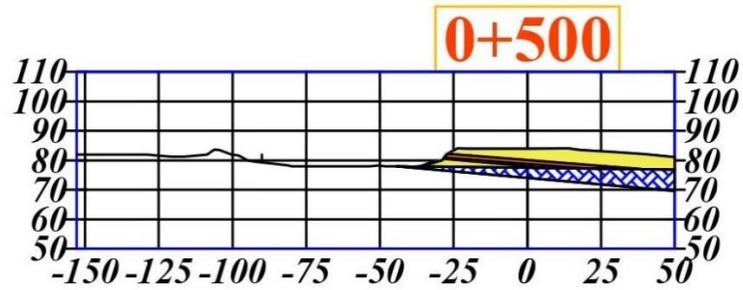
Clc #1-3



Clc #1-4

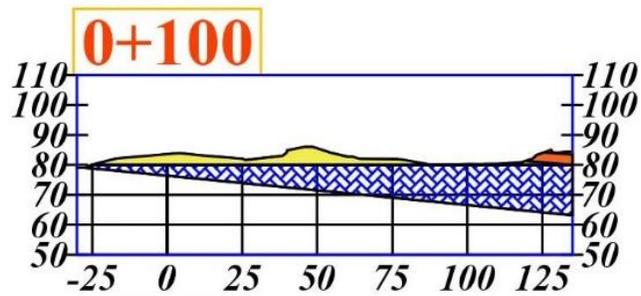


Clc #1-5

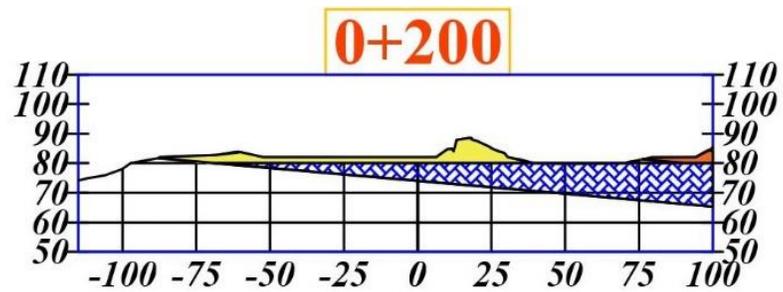


Corte longitudinal en contacto #2

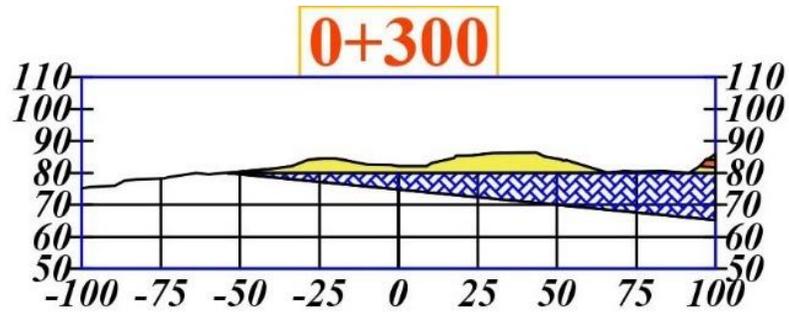
Clc #2-1



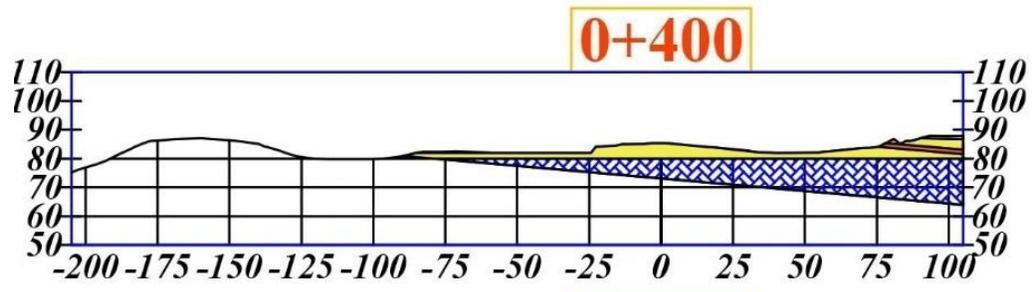
Clc #2-2



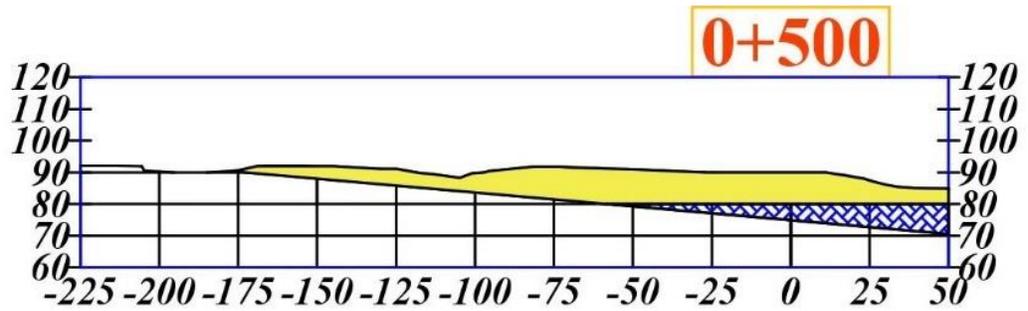
Clc #2-3



Clc #2-4



Clc #2-5



La estimación de reservas se realizó mediante métodos geométricos, con la ayuda del software Civil Cad 2015, donde se definieron alrededor de 10 perfiles en sentido NO-SE espaciados equidistantemente de 50 m. a excepción de los perfiles CLC5 y CLC6 que, debido a las restricciones de áreas cercanas a áreas pobladas, forma de la concesión, así como, los contactos geológicos previamente estudiados se tuvo una distancia de 150 m. Fue posible estimar el volumen de reservas mediante métodos geométricos, en los que se parte del análisis del área de influencia de los perfiles, asumiendo que esta es aproximadamente la mitad de la distancia entre perfiles vecinos, luego este resultado es multiplicado por la distancia entre perfiles D como se muestra en la fórmula:

$$V = \frac{A_n + A_{(n+1)}}{2} * D$$

Dónde:

V = Volumen entre secciones

A_n = Área de la sección i

$A_{(n+1)}$ = Área de la sección $i+1$

D = Distancia entre secciones

El resultado del análisis por cada perfil se muestra en la **Tabla X**.

Tabla X. Tabla de cálculo de material a remover por el método de perfiles.

	Distancia de corte (m)	Área de reservas (m ²)	Separación (m)	Área media (m ²)	Vol. Total (mineral + estéril) (m ³)
Corte longitudinal contacto #1	100	151.835	100	282.579	28257.9
	200	413.323	100	438.8975	43889.75
	300	464.472	100	678.367	67836.7
	400	892.262	100	700.8095	70080.95
	500	468.169	100	TOTAL	210065.3
Espacio entre contactos			150	424.934	63740.1
Corte longitudinal contacto #2	100	381.699	100	391.376	39137.6
	200	401.053	100	414.6005	41460.05
	300	428.148	100	551.459	55145.9
	400	674.77	100	1170.595	117059.5
	500	1666.42	100	TOTAL	252803.05

Fuente: Catuto, W.,2017.

Tabla XI. Tabla de cálculo de lumaquelas por el método de perfiles.

	Distancia entre corte (m)	Área (m ²)	Separación (m)	Área media (m ²)	Volumen (m ³)
Corte longitudinal #1	100	0	100	38.0535	3805.35
	200	76.107	100	59.3365	5933.65
	300	42.566	100	74.643	7464.3
	400	106.72	100	90.3805	9038.05
	500	74.041	100	Total	26241.35
Entre contactos			150	58.4635	8769.525
Corte longitudinal #2	100	42.886	100	44.072	4407.2
	200	45.258	100	27.0115	2701.15
	300	8.765	100	26.3205	2632.05
	400	43.876	100	21.938	2193.8
	500	0	100	Total	11934.2

Fuente: Catuto, W.,2017.

Tabla XII. Reservas en la zona de estudio.

Material	Vol. m³
Estéril	66749.13
Lumaquela	46945.08
Coquina	412914.25
Total	526608.45

Fuente: Catuto, W.,2017.

Una vez determinados estos valores se procedió a realizar el modelo del yacimiento en el software RecMin, donde se realizará la respectiva planificación de labores mineras

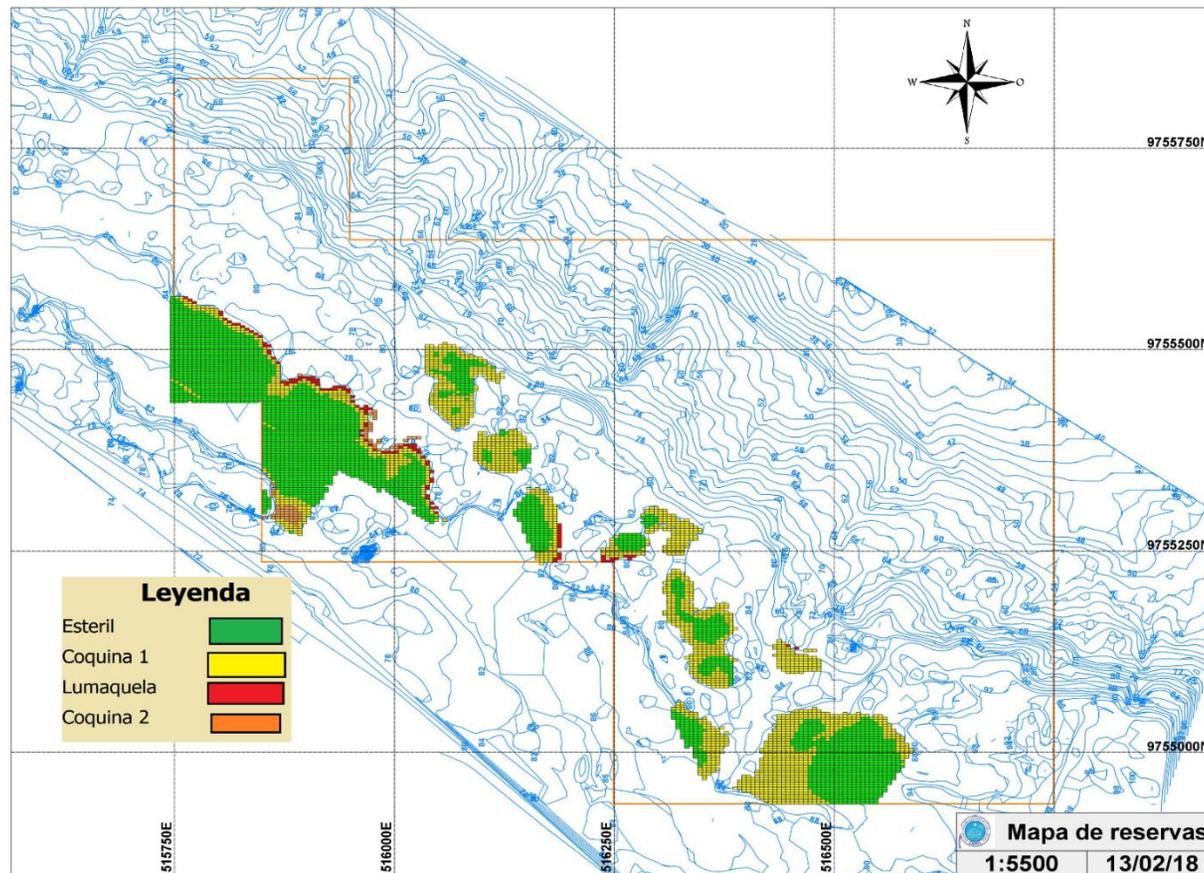


Figura. 4.4 Disposición de materiales en la zona de estudio (planta).
Fuente: Catuto, W.,2017.

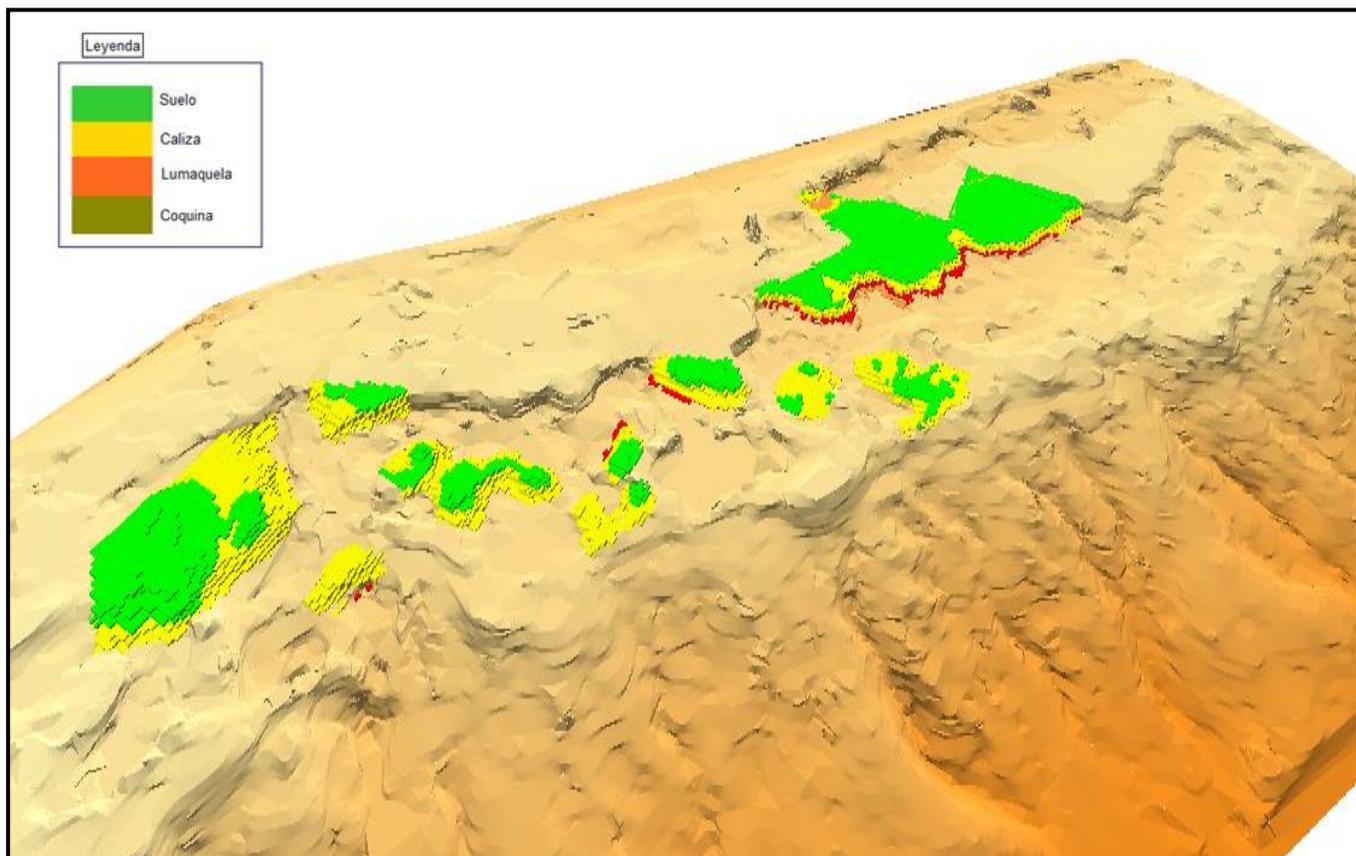


Figura. 4.5 Disposición de materiales en la zona de estudio (relieve).
Fuente: Catuto, W.,2017

4.4 Ritmo óptimo de producción

Para determinar la producción anual de mineral, se empleó la fórmula empírica de Mackenzie (1982) para minería a rajo abierto, donde se obtuvo una producción de 105123 ton/año, lo que equivale a 43801.25 m³/año siendo el tiempo óptimo de producción por 12 años.

$$ROP = 5.63 \times \text{Material (esteril + mineral)}(\text{ton})^{0.7} = 105123 \text{ tn/año}$$

$$\text{Tiempo óptimo de producción} = \frac{\text{Material(esteril + mineral)}}{ROP} = 12 \text{ años}$$

Para adecuar la explotación al tiempo concesionado, se analizaron 3 escenarios, donde se contrastó el ritmo de producción a 12, 13 y 14 años, tomando en cuenta que en la última etapa de la minería se realizará el cierre de minas.

$$\text{Ritmo de producción} = \frac{\text{Reservas mineral}}{\text{Tiempo de explotación}}$$

Tabla XIII. Ritmos de producción anual analizados.

Años	12	13	14
Ritmo de producción (m ³ /año)	38321.61	35373.79	32847.09

Fuente: Catuto, W.,2017

Tabla XIV. Ritmos de producción anual de coquinas analizados.

Años	12	13	14
Ritmo de producción (m ³ /año)	34409.52	31762.63	29493.87

Fuente: Catuto, W.,2017

La jornada laboral se la ha establecido en 230 días, descontando las vacaciones, fines de semana y feriados, se analizó la producción diaria en la cantera para 12, 13 y 14 años.

Tabla XV. Ritmos de producción diario de coquinas analizados.

Años	12	13	14
Producción diaria (m ³ /día)	149.61	138.10	128.23

Fuente: Catuto, W.,2017.

El ritmo de producción más idóneo se seleccionó contrastando el valor obtenido con la demanda de material de construcción en la zona, valor que bordea los 75 m³/día, siendo el esquema de 14 años de producción el más cercano al valor analizado.

La lumaquela, se encuentra en el 75% de la extensión superficial del yacimiento, además de contar con poco espesor, por lo que su producción se la realizara hasta el año 12.

Tabla XVI. Producción anual de lumaquelas y coquinas.

Año	Producción de Coquina (m³)	Ritmo día coquinas (m³/día)	Producción de lumaquelas (m³/año)	Ritmo mes Lumaquelas (m³/mes)	Zonas	Mat construcción(m³)
1	29492.90	128.23	3912.09	326.01		
2	58985.80	128.23	7824.18	326.01		
3	88478.70	128.23	11736.27	326.01	1	619350.90
4	117971.60	128.23	15648.36	326.01		
5	147464.50	128.23	19560.45	326.01		
6	176957.40	128.23	23472.54	326.01		
7	206450.30	128.23	27384.63	326.01		
8	235943.20	128.23	31296.72	326.01	2	1002758.60
9	265436.10	128.23	35208.81	326.01		
10	294929.00	128.23	39120.90	326.01		
11	324421.90	128.23	43032.99	326.01		
12	353914.80	128.23	46945.08	326.01	3	1474645.00
13	383407.70	128.23				
14	412900.60	128.23				

Fuente: Catuto, W.,2017.

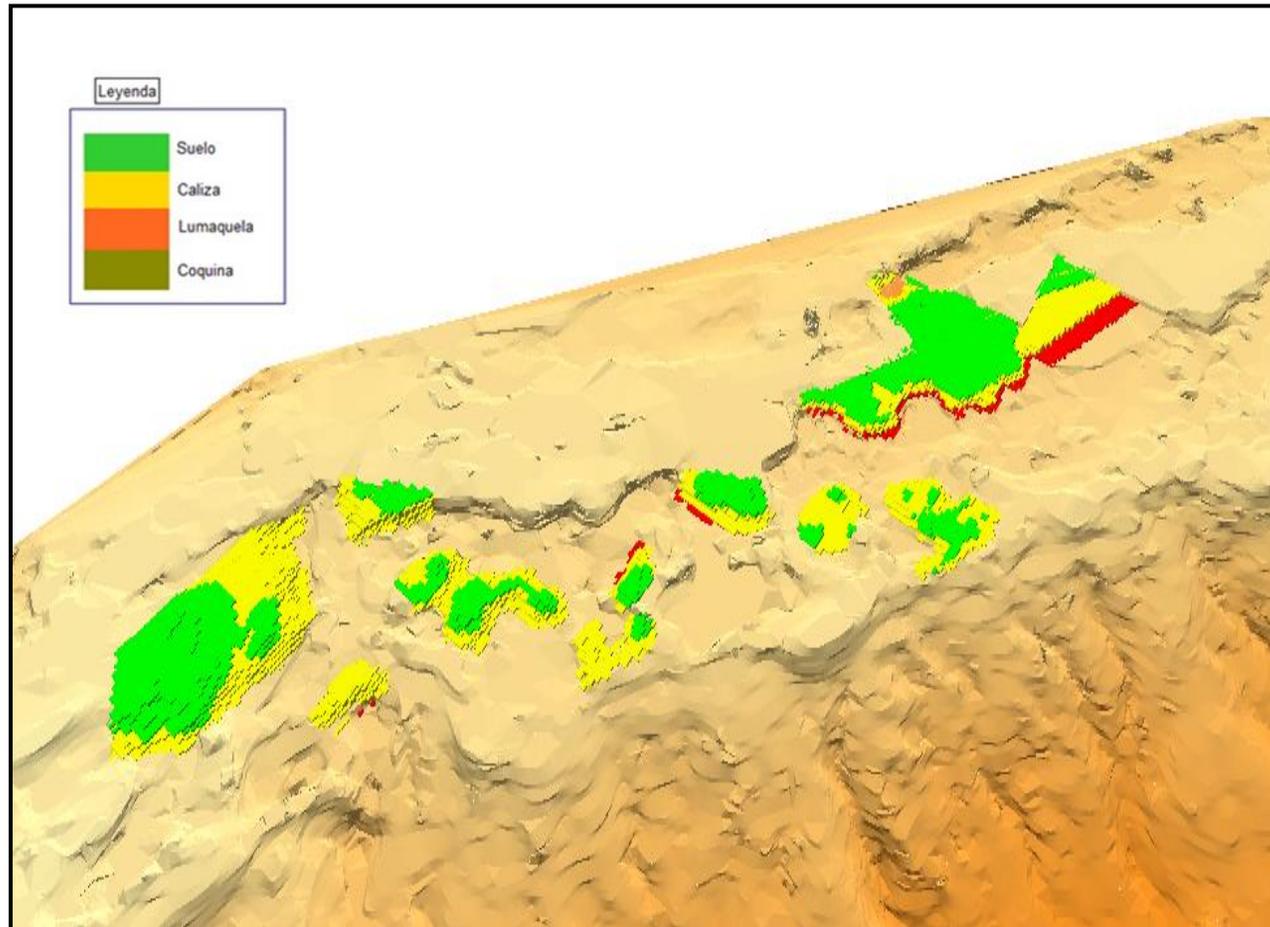


Figura. 4.6 Explotación a 1 año.
Fuente: Catuto, W.,2017.

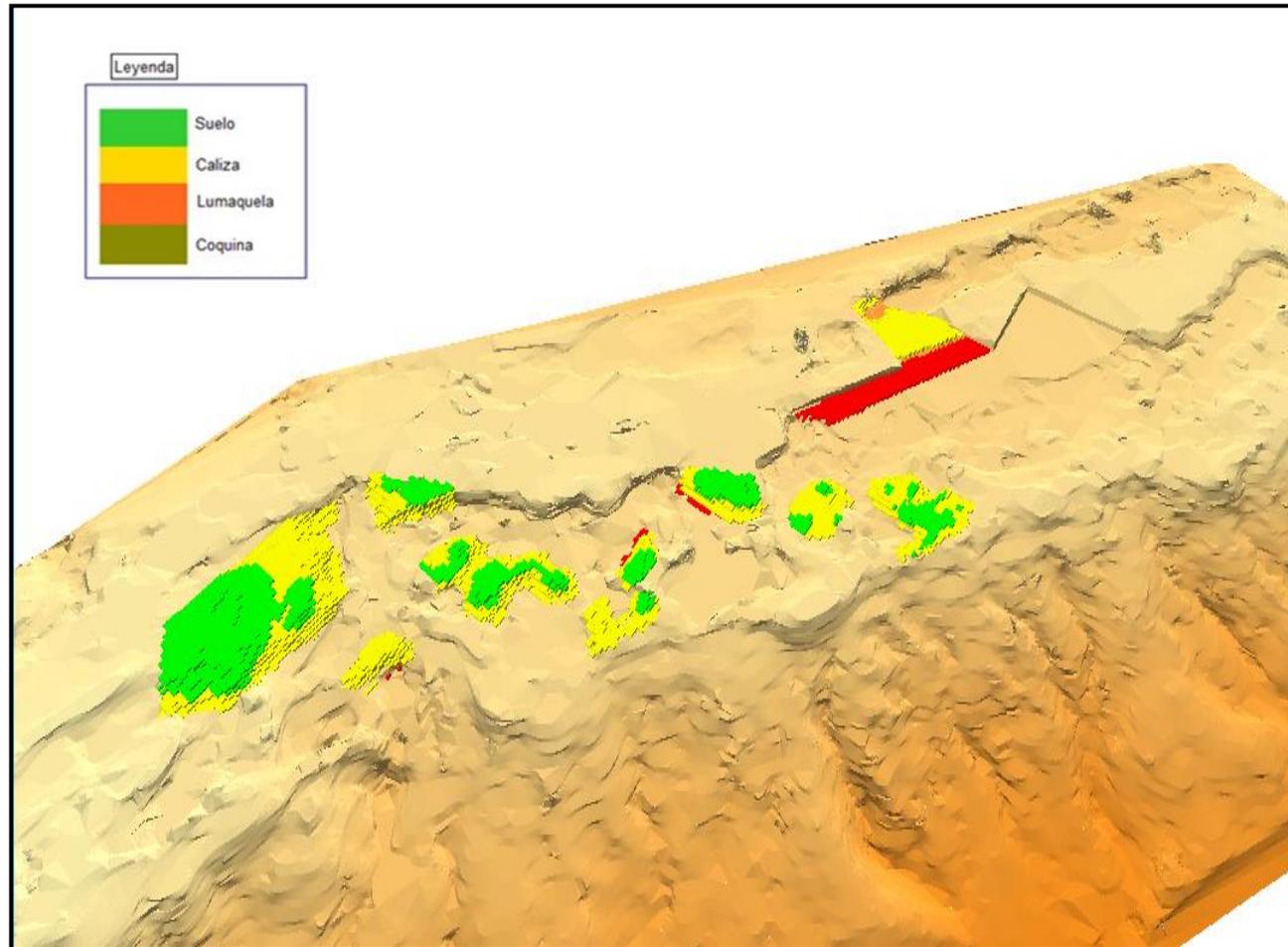


Figura. 4.7 Explotación a 5 años.
Fuente: Catuto, W.,2017.

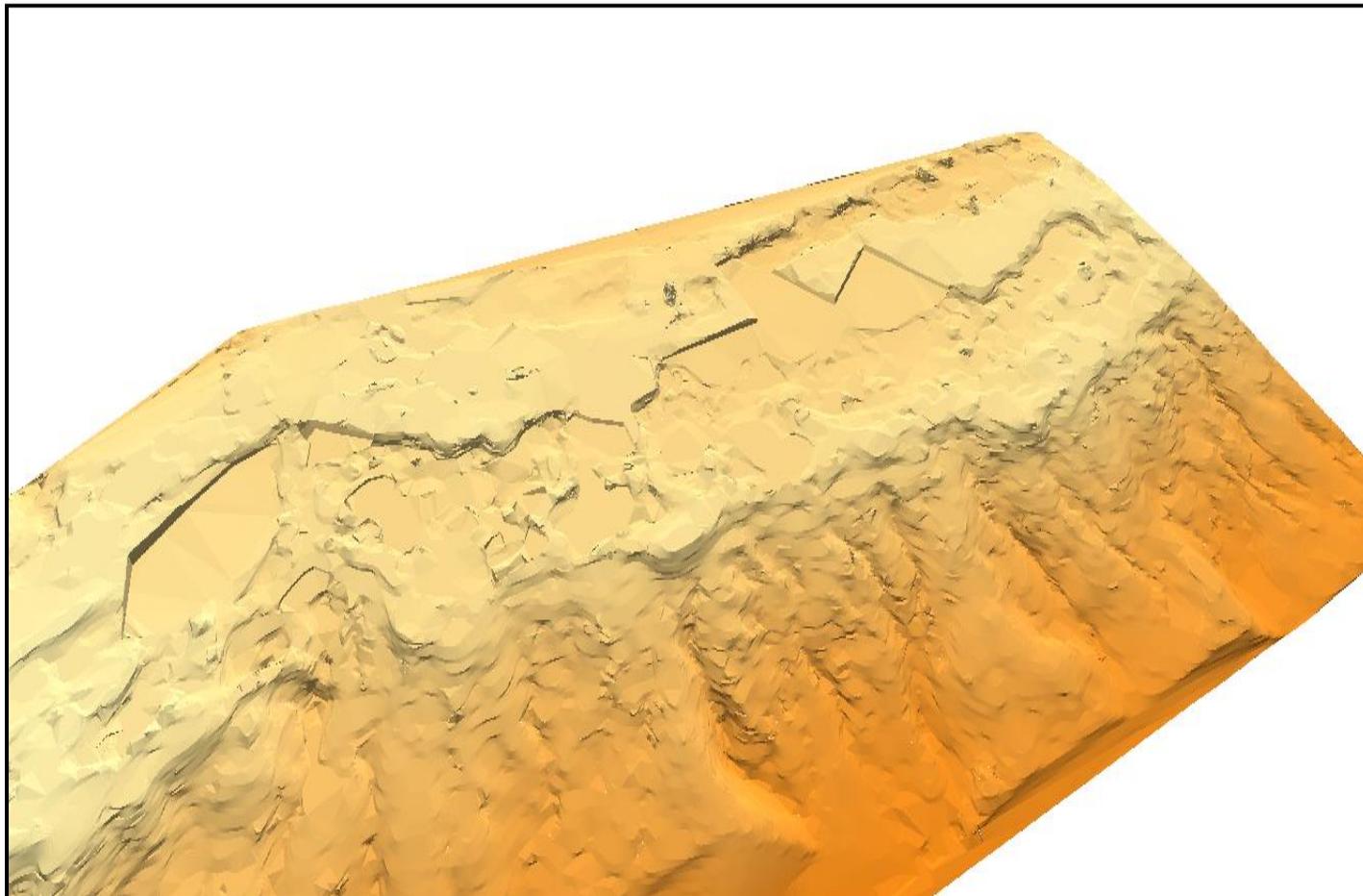


Figura. 4.8 Explotación a 15 años.
Fuente: Catuto, W.,2017

CAPÍTULO 5

CARACTERÍSTICAS DE EXPLOTACIÓN

5.1 Método de explotación

El yacimiento cuenta con una estratificación sub-horizontal en dirección N 335° con un buzamiento de S5°O, aflorando en ciertos lugares de la concesión, mientras en otras zonas se pueden divisar capas de hasta 1m de estéril.

Al ser un yacimiento somero con poco espesor de estéril se sustenta que se realice la explotación a cielo abierto.

La elección de la maquinaria se realizó en función de variables técnicas y económicas, donde la producción y el costo de la maquinaria son factores claves en la toma de decisiones.

La cota final de explotación se ha determinado a los 80 msnm., dejando una explanada que abarcará un área de 216175 m², desarrollándose la extracción minera a lo largo de 14 años.

5.2 Parámetros de diseño del método de explotación

Una vez seleccionado el método de explotación se determinarán los parámetros operativos con los que se desenvolverán las labores.

Debido a la disposición topográfica del terreno, geología de yacencia y disponibilidad de maquinaria, la explotación se realizará con bancos

parciales de hasta 3 metros de altura, coincidiendo con la potencia del estrato de coquina en ciertas zonas, además con un ángulo de talud de 80°.

Los bancos tendrán dos sentidos, el primero en dirección Noroeste-Sureste, y el segundo en dirección Noreste-Suroeste.

5.2.1 Altura de Banco

La altura de banco se determina en función de la potencia de las capas estratificadas, tanto de la coquina como de lumaquela. De esta manera se identifican potencias variables entre 3 m y 5 m para la coquina, y un metro de potencia para lumaquelas. Para ello se han establecido, bancos que variaran en alturas que van de 1 m para la explotación de lumaquelas y de 3 m para la extracción de coquina, esta decisión esta validada por la profundidad de perforación del equipo, esto a su vez favorece una explotación más selectiva.

5.2.2 Ángulo de talud de banco.

El ángulo de talud de banco se determinó siguiendo la metodología de Protodyakonov, en la cual se estima un coeficiente que depende de la resistencia a la compresión simple de la roca.

$$\phi = \tan^{-1}(f)$$

Dónde:

$$f = \text{Coeficiente de Protodyakonov} = \frac{RSC (MPa)}{10} = 3.7$$

$$\phi = \tan^{-1}(3.7)$$

$$\phi = 75^\circ$$

5.3 Estabilidad de taludes

Los parámetros que se emplearon para el análisis fueron la cohesión, el ángulo de fricción de la roca, y la resistencia a la compresión simple, las dos primeras variables se obtuvieron de la caracterización geomecánica y la relación descrita en el Manual de Criterios de rotura y Clasificación Geomecánica(UPC, 2002), mientras que la resistencia a la compresión simple se obtuvo a partir de la tabla VI.

$$c(KPa) = 5 * RMR$$

$$\phi = 5 + \frac{RMR}{2}$$

$$RMR_{89} > 23 \quad GSI = RMR_{89} - 5$$

Para simplificar del análisis se evaluaron los taludes principales del primer, quinto y décimo año de explotación, dividiendo la concesión en 3 zonas, teniendo diferentes propiedades para cada zona analizada.

Para la primera zona se analizaron dos taludes principalmente, donde la estación geomecánica característica para realizar los respectivos cálculos es la número 6, con un valor de RMR entre 70% y 73%.

En este primer perfil analizado, la variable con la que se diferencian los estratos es su composición, siendo el primer estrato de una roca con un comportamiento más cristalino, y el segundo estrato teniendo un comportamiento parecido al de una caliza mitrica.

Tabla XVII. Parámetros geomecánicos.

Variable	Valor	Unidad
c	350	Kpa
pi	40	Grado
GSI	65	

Fuente: Catuto, W.,2017.

Textura deposicional reconocible										Textura deposicional no reconocible					
Componentes originales no unidos durante la sedimentación					Componentes orgánicamente unidos durante el depósito										
Con lodo calcáreo (micrita) [tamaño limo fino y arcilla]				Textura sostenida por granos sin lodo calcáreo		> 10% granos > 2mm		Boundstone							
Textura lodo-sostenida		Textura grano-sostenida		Textura lodo-sostenida		Textura grano-sostenida por granos > 2mm		(puede dividirse en 3 tipos de acuerdo con la forma de las estructuras orgánicas)							
< 10% granos		> 10% granos		Floatstone		Rudstone		en grupos separados		unidas					
Mudstone		Wackestone		Packstone		Grainstone		Blaffestone		Bindstone					
								formando una estructura rígida		Framestone					
										Cristalina					

Figura. 5.1 Característica de la roca.

Fuente: Catuto, W.,2017.

El diseño final del talud general y en banco, fue realizado con el programa SLIDE, versión 5 de RocScience. El programa analiza la estabilidad de un perfil mediante el método de Bishop simplificado.

Para el análisis de taludes de los siguientes años se tomaron en cuenta los siguientes valores de RMR, que categorizan a la roca en el nivel de buena según Bieniawski 1989.

Tabla XVIII. Caracterización Geomecánica de los perfiles analizados

	CORTE A-A'	CORTE B-B'	CORTE C-C'	CORTE D-D'
RMR	70	73	65.3	74
GSI	65	68	60.3	69

Fuente: Catuto, W.,2017.

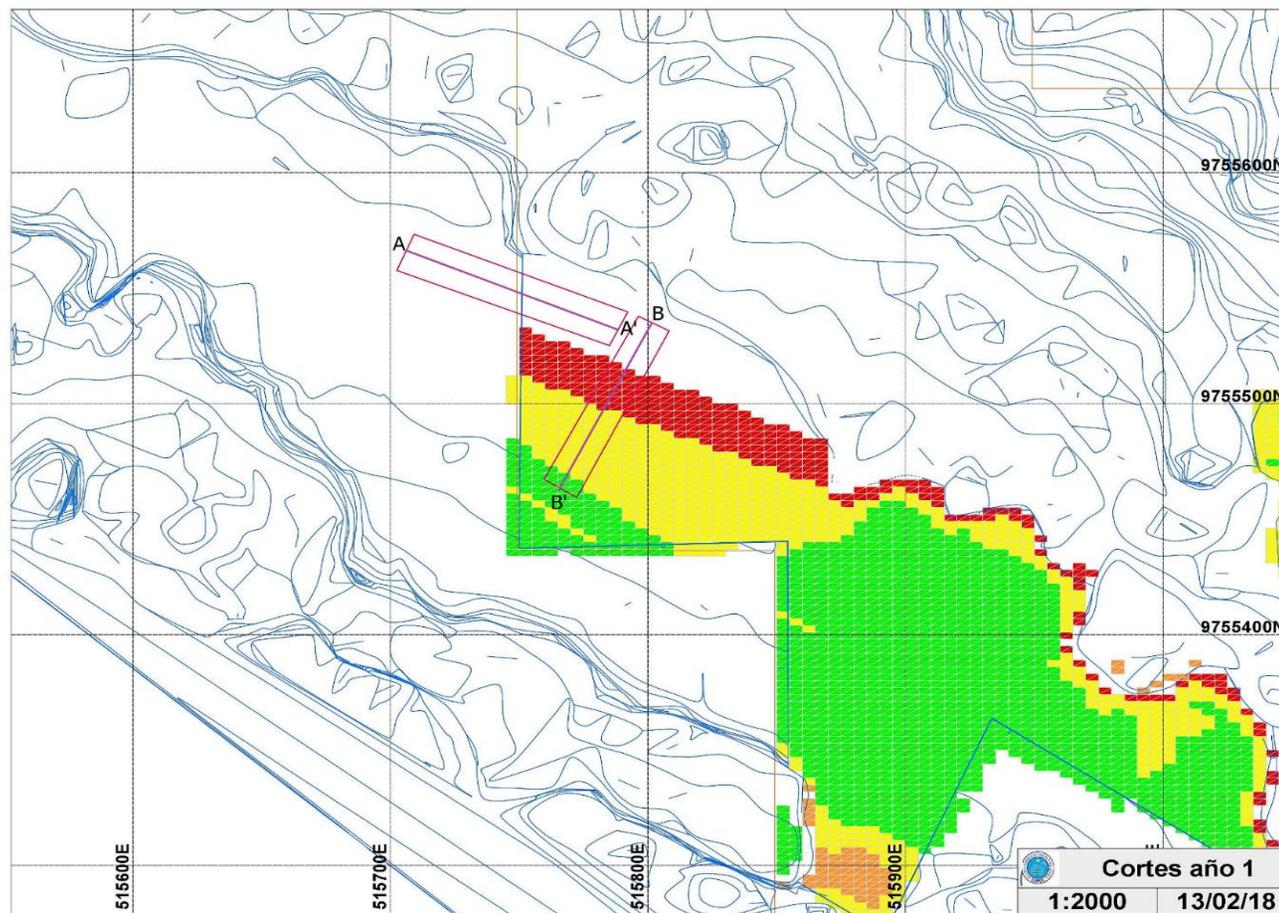


Figura. 5.2 Estabilidad de taludes año 1.
Fuente: Catuto, W.,2017.

CORTE B-B'

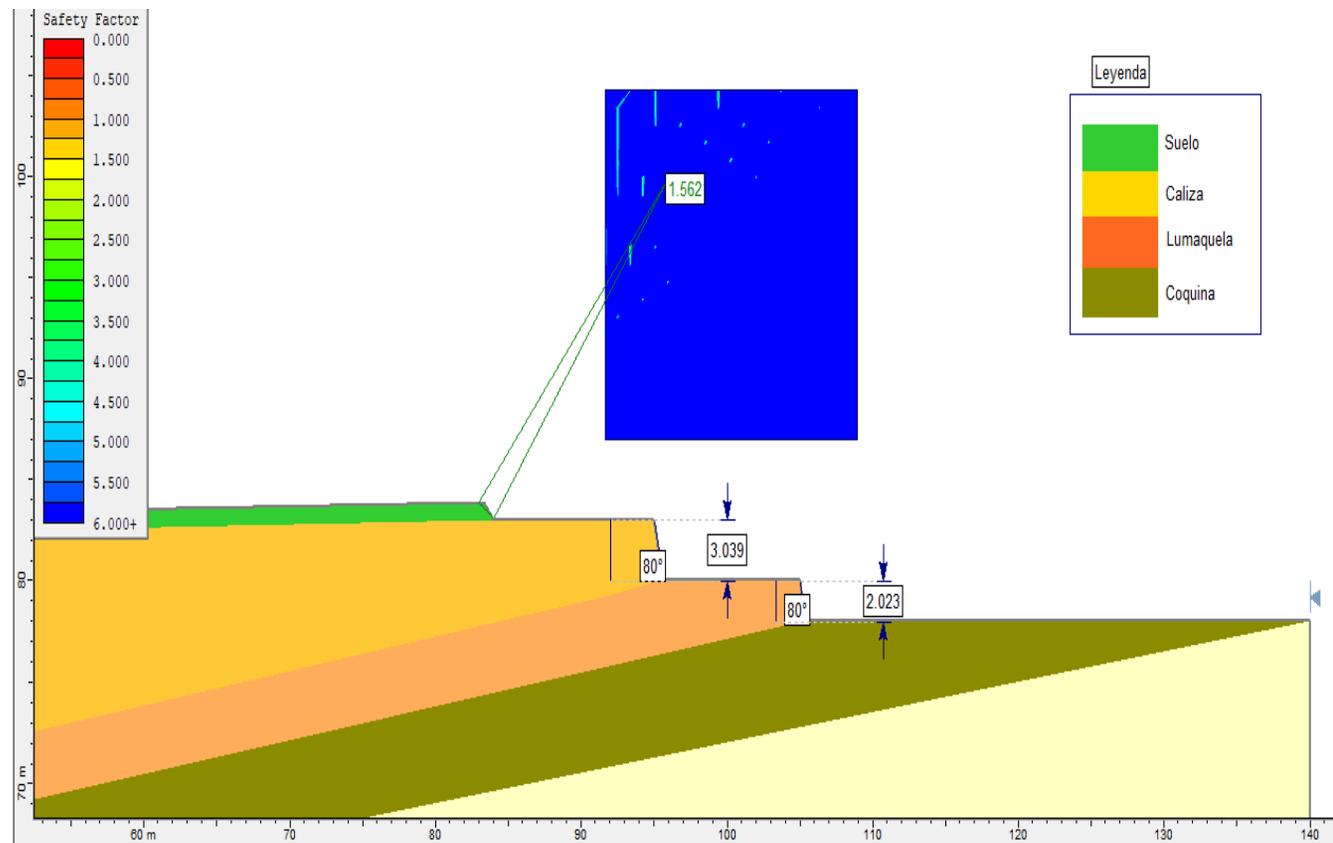


Figura. 5.3 Esquema corte B-B'.
Fuente: Catuto, W.,2017.

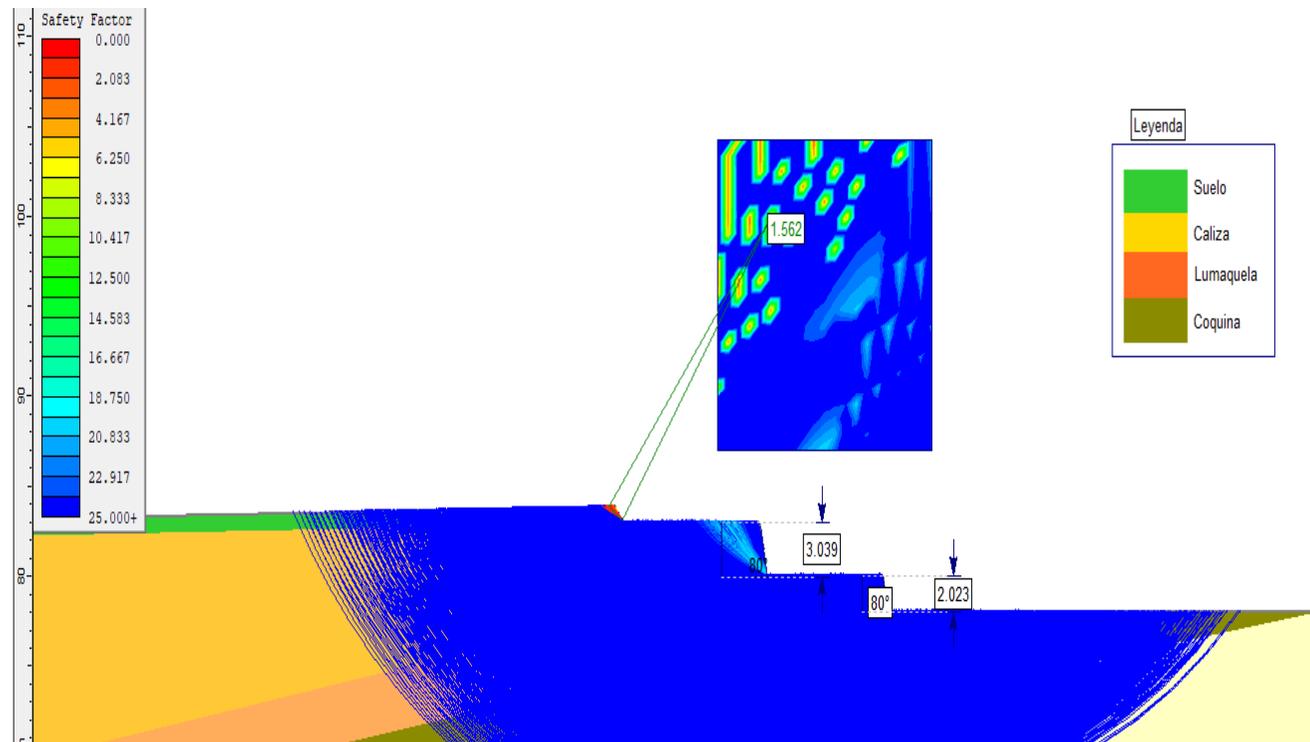


Figura. 5.4 Estabilidad corte B-B'.

Fuente: Catuto, W.,2017.

CORTE A-A'

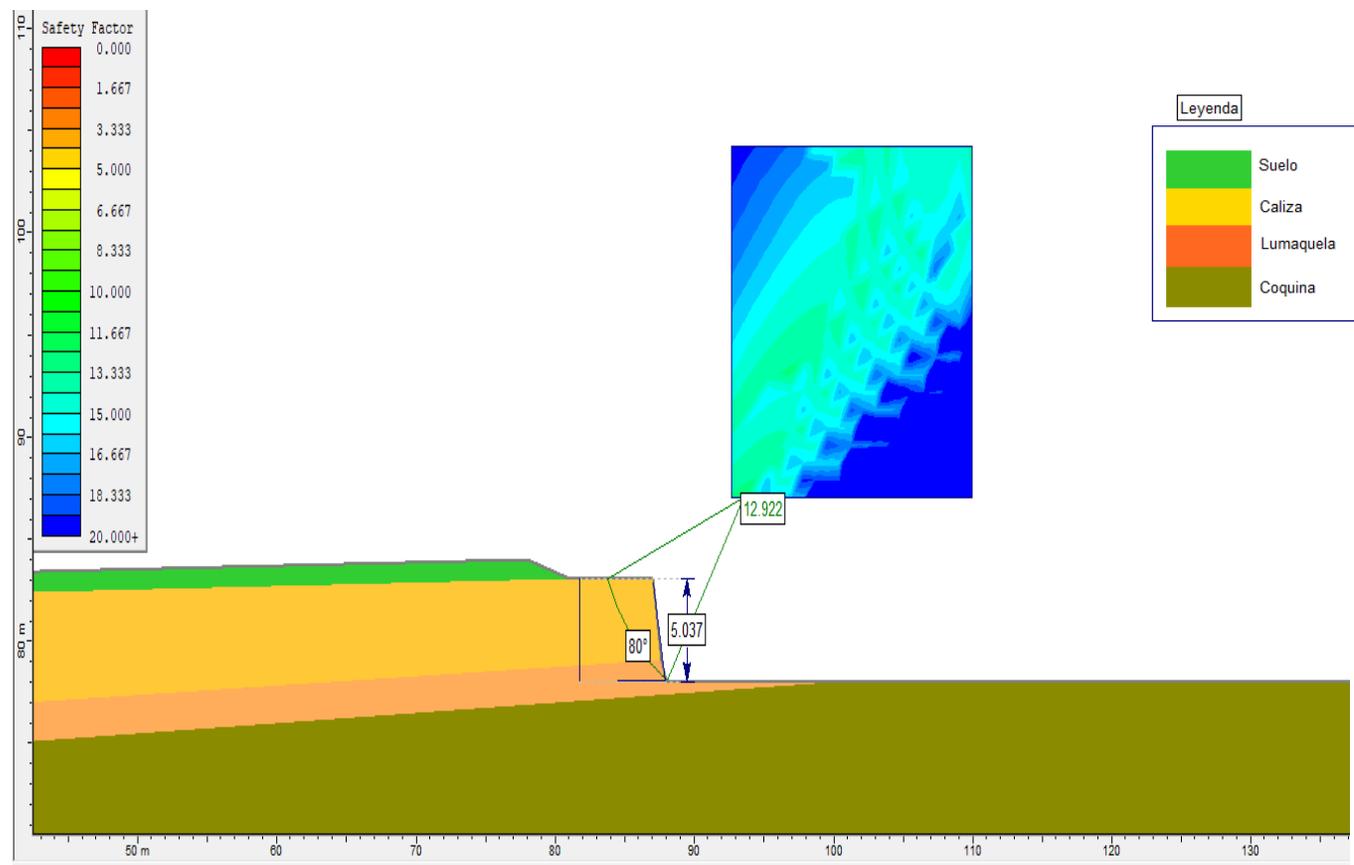


Figura. 5.5 Esquema corte A-A'.
Fuente: Catuto, W., 2017.

CORTE A-A'

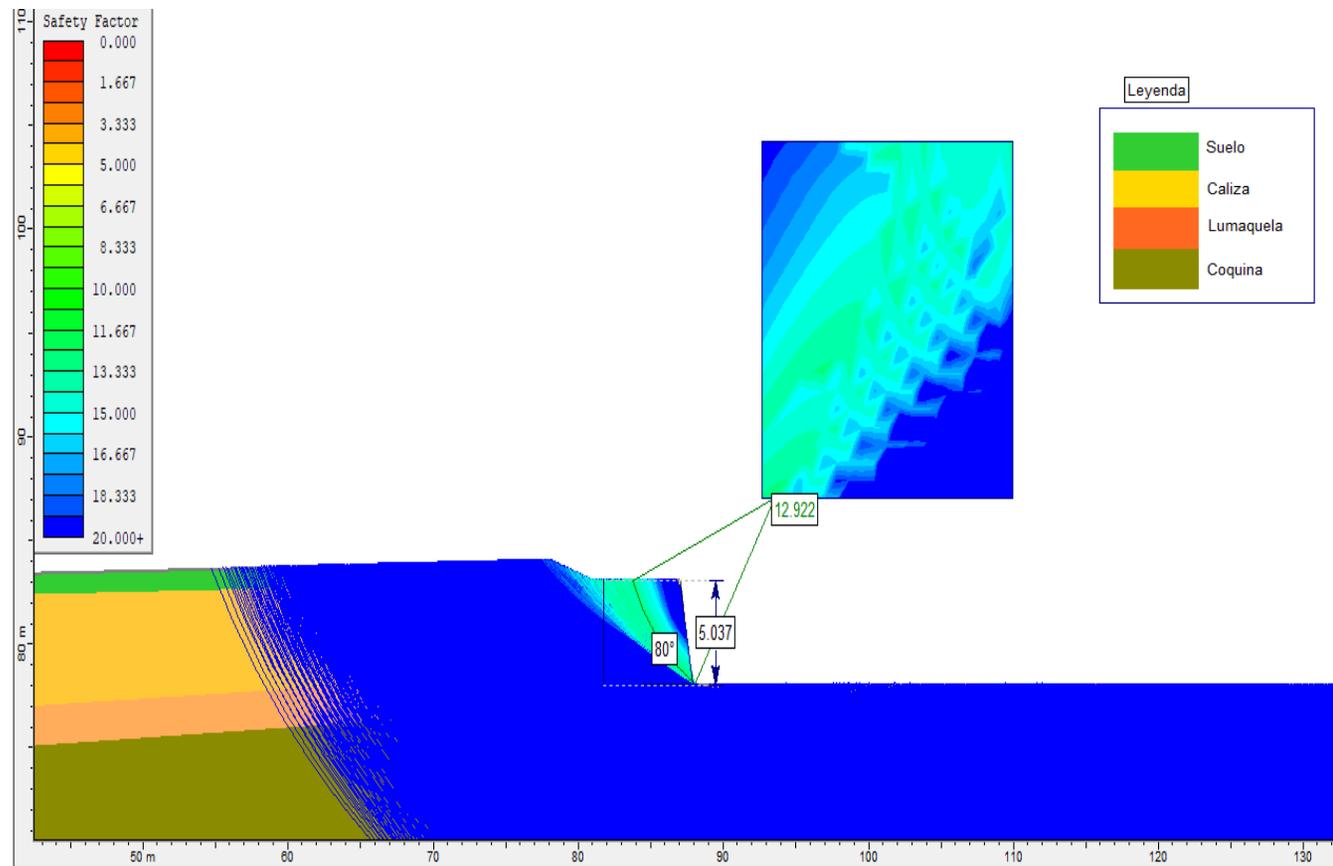


Figura. 5.6 Estabilidad corte A-A'.
Fuente: Catuto, W.,2017.

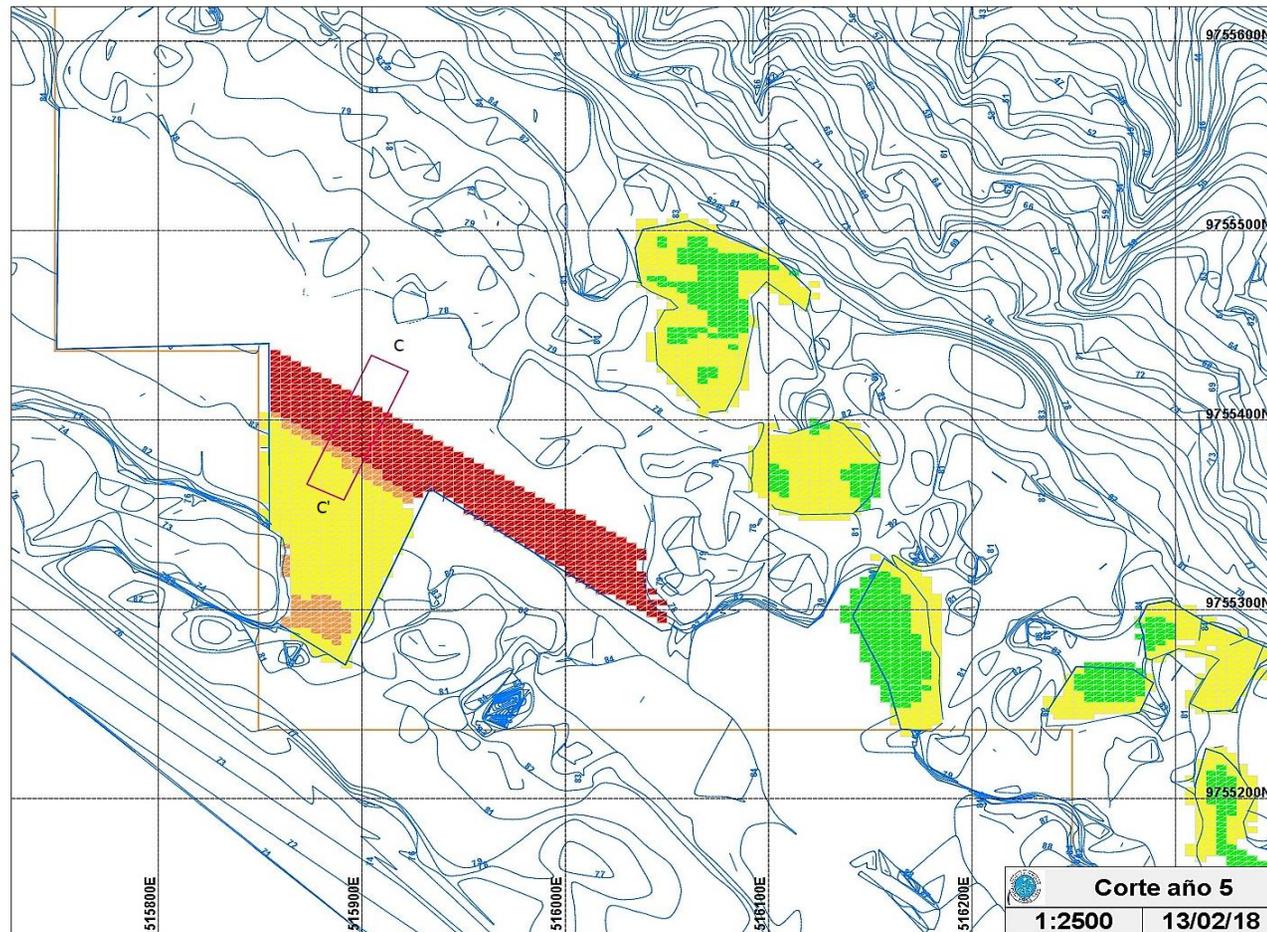


Figura. 5.7 Estabilidad a los 5 años.
Fuente: Catuto, W.,2017.

Corte C-C'

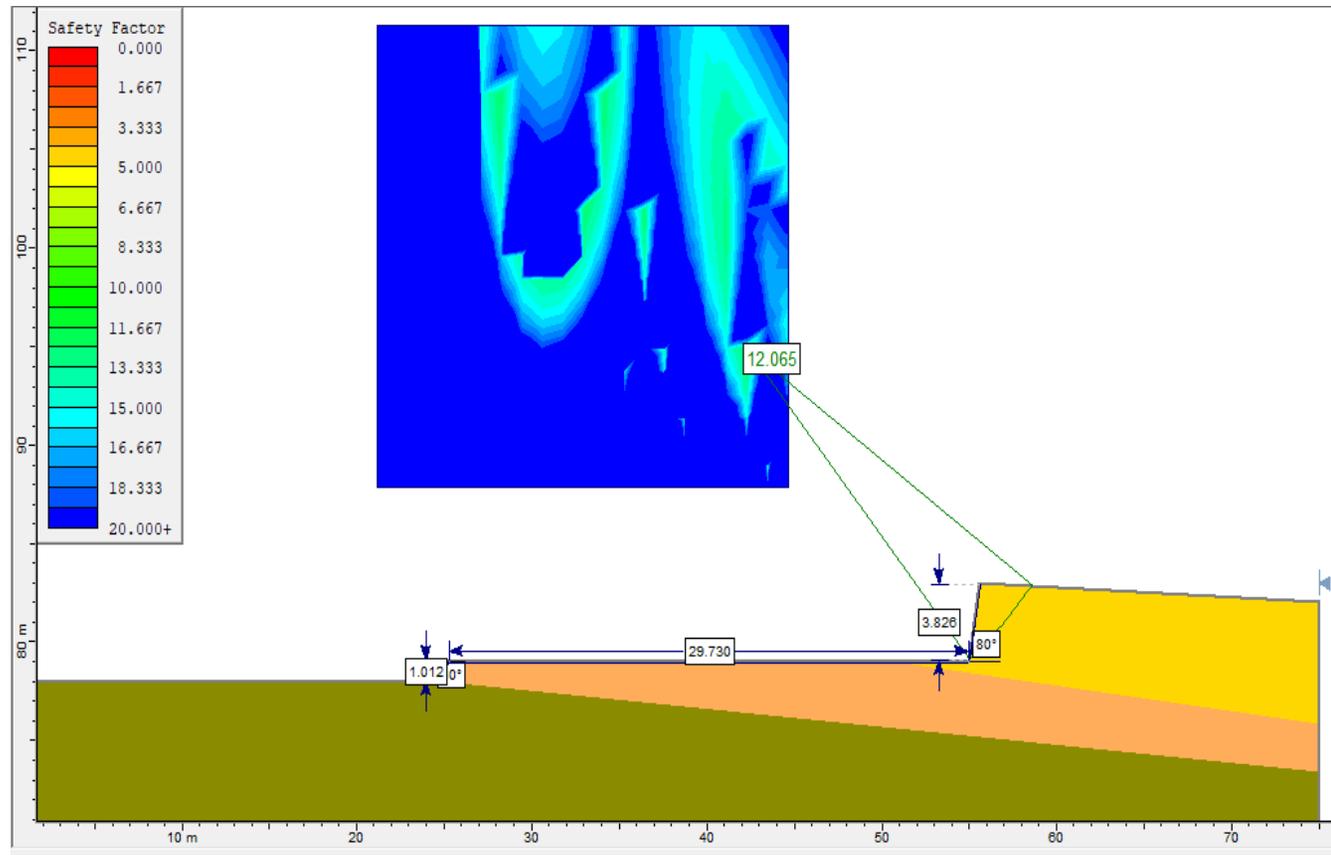


Figura. 5.8 Esquema corte C-C'.
Fuente: Catuto, W., 2017.

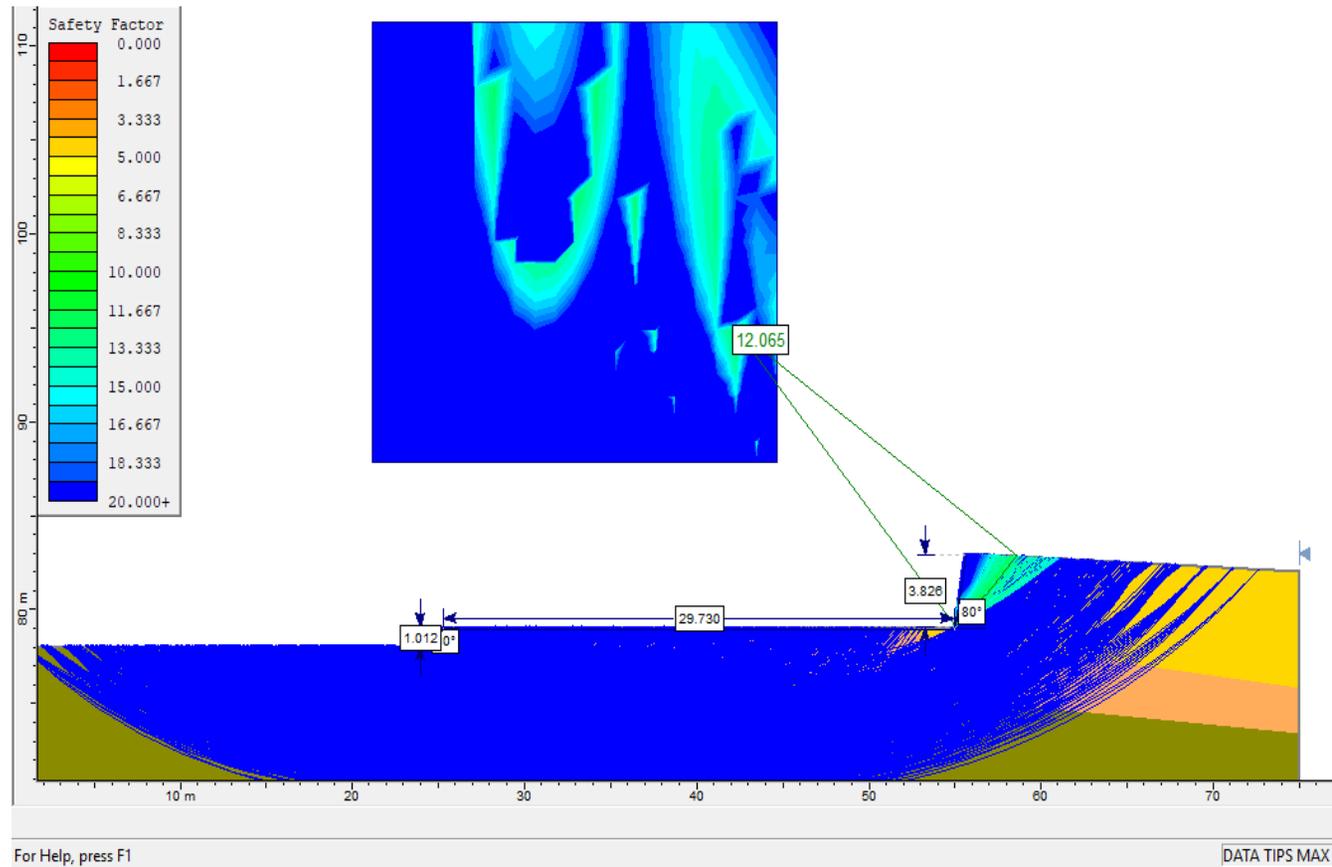


Figura. 5.9 Estabilidad corte C-C'.
Fuente: Catuto, W.,2017.

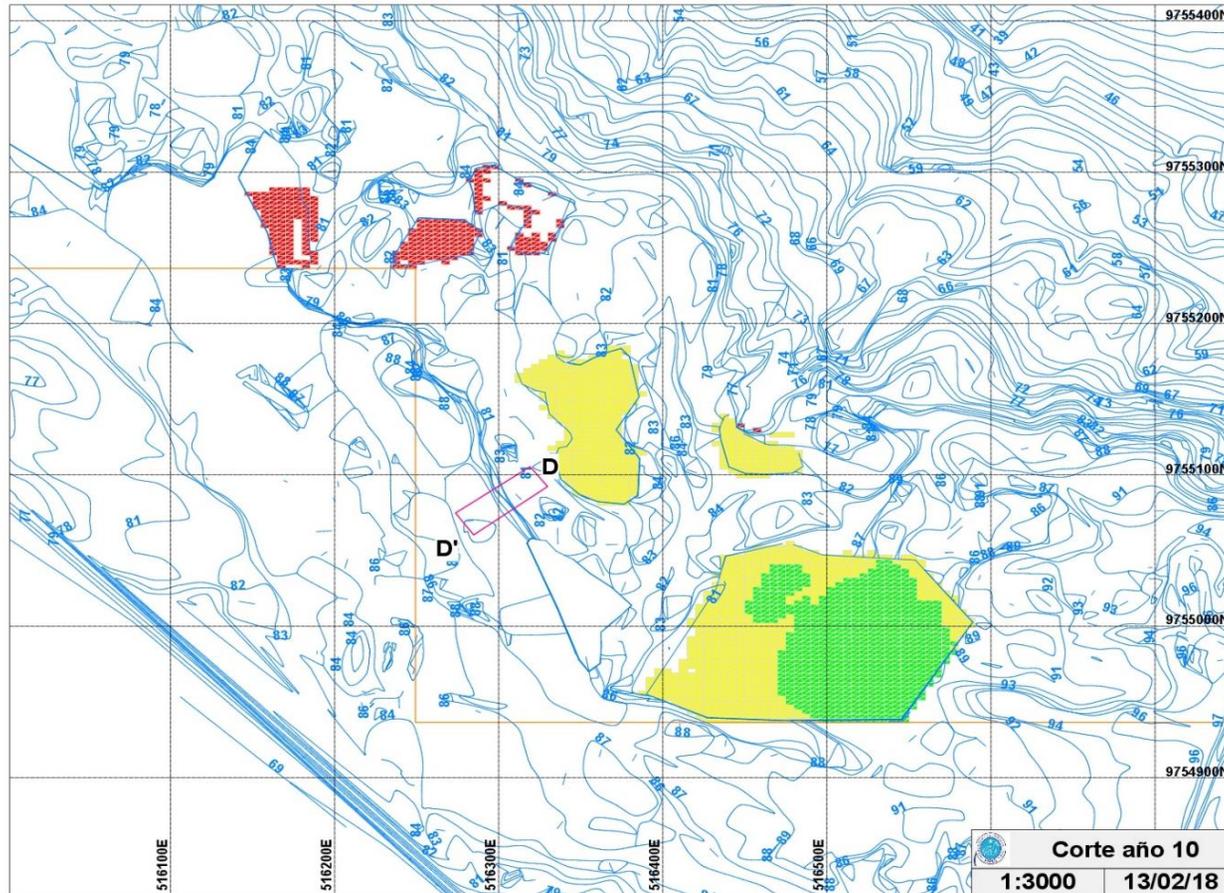


Figura. 5.10 Estabilidad a los 10 años.
Fuente: Catuto, W.,2017.

CORTE D-D'

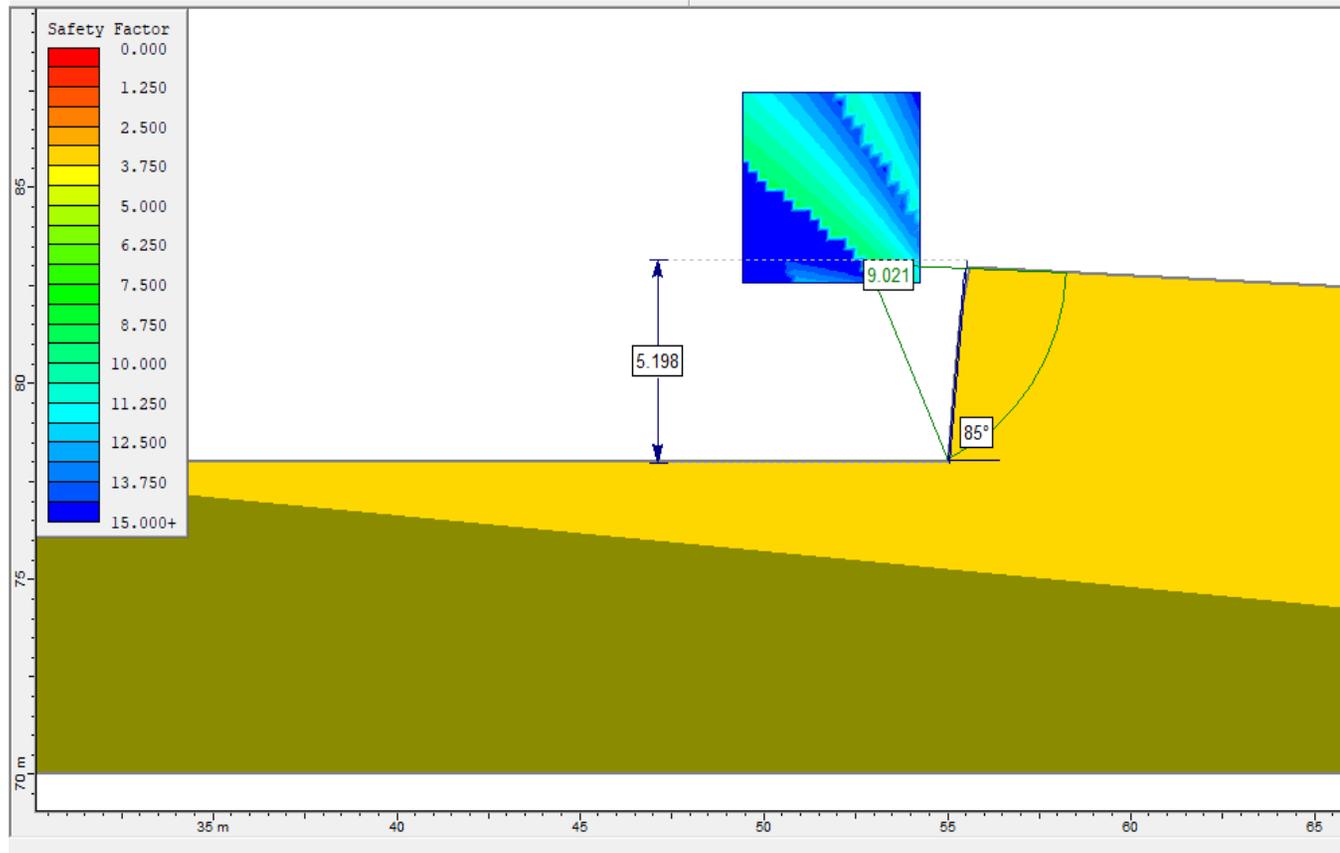


Figura. 5.11 Esquema corte D-D'.
Fuente: Catuto, W., 2017.

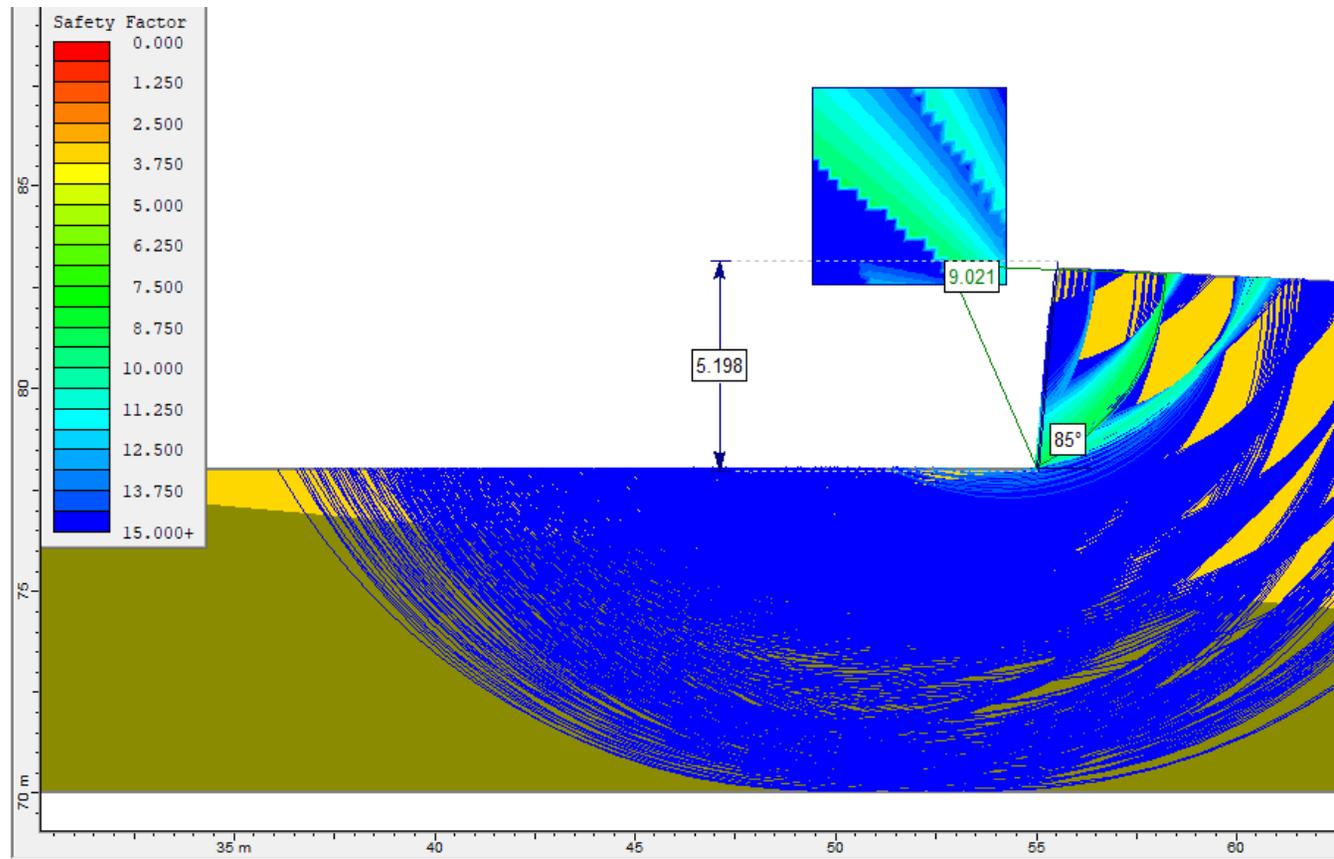


Figura. 5.12 Estabilidad Corte D-D'.
Fuente: Catuto, W., 2017.

En total se analizaron cuatro taludes, estableciéndose como ángulo de talud final 80° y una altura de 5 metros.

5.4 Parámetros operativos del frente de explotación

5.4.1 Ancho de berma

La dimensión de las bermas ha calculado dependiendo de la altura del banco, y los ángulos del talud:

$$W = h * \tan(\alpha - \phi)$$

$$W = 3 * \tan(90 - 75)$$

$$W \cong 0.8 \text{ m}$$

Dónde:

W = Ancho de la berma.

α = Ángulo del talud del banco (valor máximo = 90°)

ϕ = Ángulo del talud del banco de trabajo = 75°

h = Altura del banco en trabajo = 3 m

5.4.2 Ancho de vía

El ancho de vía se determina en función del ancho de camión y el número de carriles.

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

$$A = 2.5*(0.5 + (1.5 * 1))$$

$$A = 5.00m$$

Dónde:

A= Ancho de la vía.

a= Ancho del camión.

n= Número de carriles.

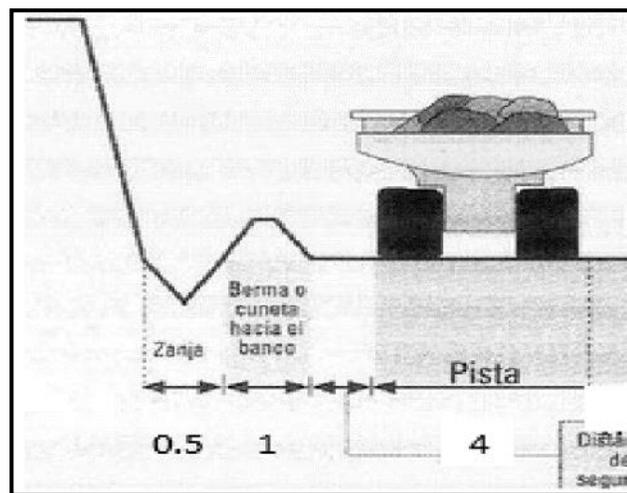


Figura. 5.13 Esquema del ancho de vía.
Fuente: Catuto, W.,2017.

5.4.3 Ancho de plataforma de trabajo

Finalmente se determinará la plataforma mínima de trabajo, en función de la longitud de la pala cargadora, el ancho de vía y la berma de seguridad.

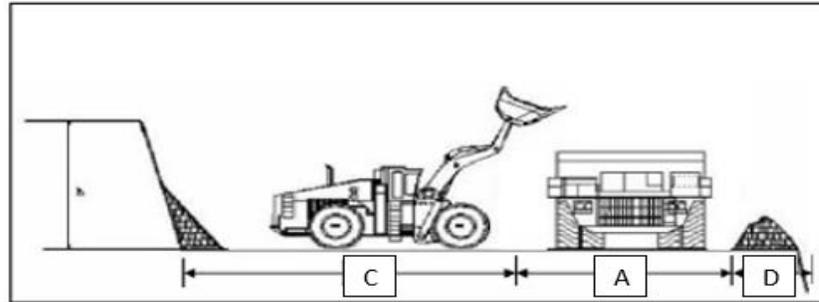


Figura. 5.14 Parámetros considerados en el ancho de plataforma de trabajo.

Fuente: Catuto, W.,2017.

$$T = C + A + W$$

$$T = (1.5 * 7.8) + 5.00 + 0.8$$

$$T \cong 17.5m$$

Dónde:

T= Ancho de la plataforma de trabajo m³

C= Espacio de maniobra de la pala cargadora (1.5 veces su longitud)

A= Ancho de la vía.

W= Ancho de berma

5.4.4 Profundidad de la cantera

La profundidad máxima (h_c) a la que se ha planificado se realice la explotación, corresponde a la diferencia entre la cota de superficie (cota 86 msnm.) y la cota 79.5 msnm. Se ha dispuesto así ya que, hasta esa cota se tiene un alto grado de certidumbre en relación con las reservas.

$$h_c = \text{Cota max. de superficie} - \text{Cota min. de reservas probadas}$$

$$h_c = 86 \text{ msnm} - 79.5 \text{ msnm}$$

$$h_c = 6.5 \text{ m.}$$

5.4.5 Explanada final de la cantera

Al finalizar la explotación con el diseño propuesto, la explanada de la cantera quedara mayormente en la cota 80 msnm, teniendo en lugares de la zona noroeste depreciaciones que van hasta los 79.5 msnm

La explanada final quedará con aproximadamente 1200 metros de largo y 300 metros de ancho en un área de 179163 m².

5.5 Arranque

5.5.1 Selección del método de arranque

Para determinar el método de arranque más idóneo, se analizaron criterios como la resistencia a la compresión simple de la roca y el espaciamiento entre fracturas, siguiendo la clasificación de los macizos rocosos para su excavación (Franklin 1971),(Instituto Geológico y Minero de España, 2002).

El espaciamiento entre fracturas se determinó en función de la caracterización geomecánica del capítulo 2, donde se encontraron espaciados desde los 20 centímetros hasta más de 2 m(Figura 5.15).

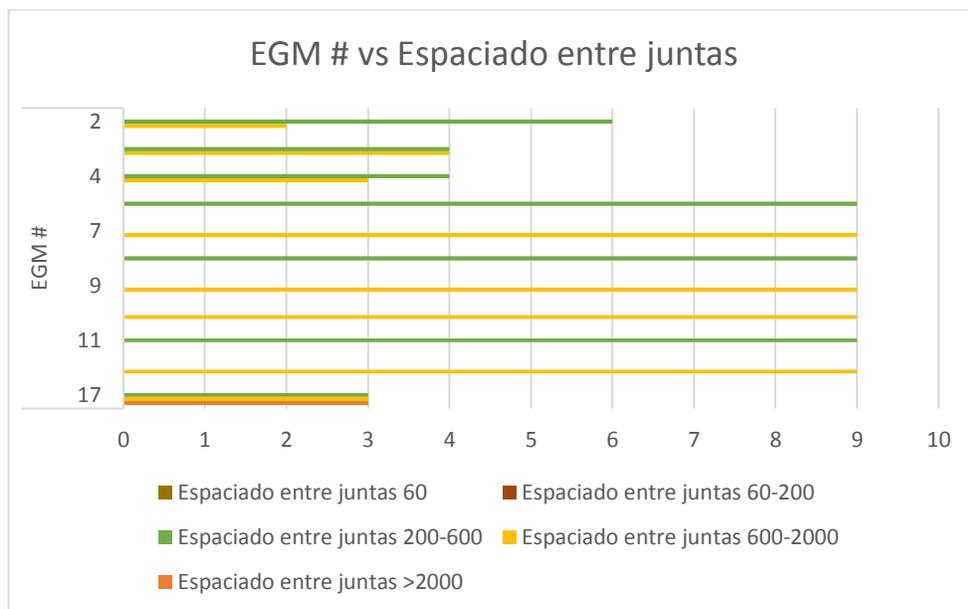


Figura. 5.15 Relación EGM vs Espaciado de juntas.
Fuente: Catuto, W.,2017.

El espaciamento entre juntas que más se divisaron son entre 20 cm y 2 m, tomando un valor medio de 1.1 metros.

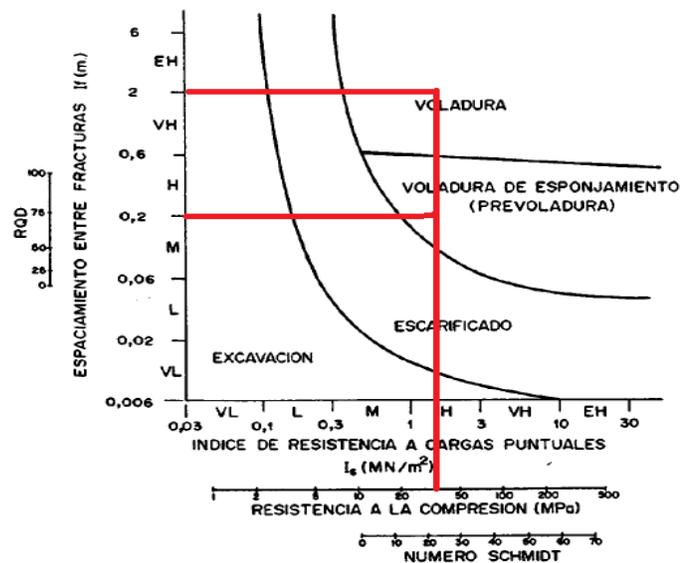


Figura. 5.16 Selección del método de arranque
Fuente: Catuto, W.,2017.

El método de arranque seleccionado es la voladura del cuerpo mineral con uso de explosivos para la fragmentación de las rocas, dejando bancos finales de 6 metros de altura con taludes de 80 °.

5.5.2 Selección de explosivos y accesorios

Para determinar la carga explosiva a emplear se analizaron criterios como la textura de la roca, el espaciamiento entre fracturas y la resistencia a la compresión simple, y se pudo verificar que la roca a explotar tiene una textura porosa, espaciamiento entre fracturas de 20 cm a 2 m, y resistencia a la compresión simple de 36.7 Mpa.(Instituto Geológico y Minero de España, 2002).

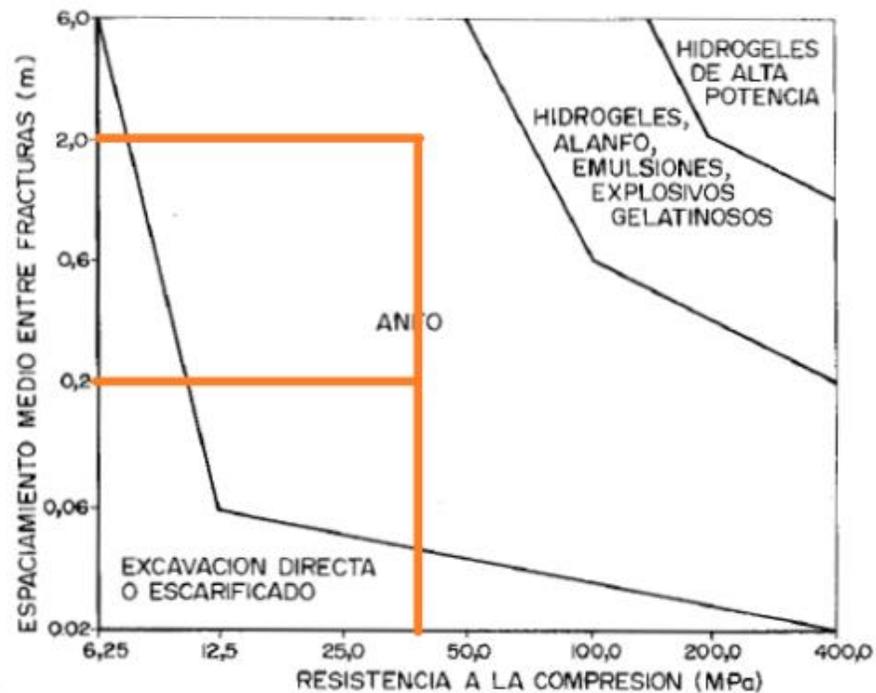


Figura. 5.17 Selección de explosivos a emplear para rocas porosas.
Fuente: Catuto, W.,2017.

El explosivo seleccionado es el ANFO, según la Figura 5.17(Brady y Brown,1985)(Instituto Geológico y Minero de España, 2002)

El ANFO escogido tiene una densidad de 0.82 g/cm^3 siendo el análisis con el EXAMON-P.

5.6 Voladura de coquina.

A lo largo de la concesión minera el material más somero es la coquina, por lo que el primer banco de explotación estará compuesto de este mineral.

El volumen total de material previsto a arrancar en cada voladura tipo es de 150 m³, equivalentes a 288 ton.

Tabla XIX. Dimensiones y propiedades del bloque a extraer

Variable	Simbología	Valor
Largo	m	10
Ancho	m	5
Altura	m	3
Volumen	m ³	150
Densidad	Ton/m ³	2.4
Masa total	Ton	360

Fuente: Catuto, W.,2017.

El esquema muestra, que al tener un mínimo de 10 avances en el primer banco es posible empezar la producción de material del segundo banco, sin que haya mayores afectaciones al sistema de explotación.

Para el dimensionamiento de los taladros y el diseño de la malla de perforación se determinaron los siguientes parámetros:

Parámetros dimensionales

Para determinar los siguientes parámetros dimensionales de la perforación y voladura se empleó el manual de voladuras de EXSA:

- Diámetro de perforación
- Burden
- Espaciamiento
- Taco
- Carga de columna

Diámetro de perforación

El dimensionamiento del diámetro de perforación se determinó a través de la fórmula siguiente, dando un valor que se acoplara a los que requiere el mercado y a otras metodologías.

$$\varnothing = \frac{H}{4} = 0.75 \text{ mm}$$

(Instituto Geológico y Minero de España, 2002)

Para determinar el diámetro máximo que se puede emplear se calculó con la siguiente fórmula:

$$\varnothing_{max} = 15H = 45 \text{ mm}$$

(Instituto Geológico y Minero de España, 2002)

El diámetro de perforación dispuesto en el mercado, y que se encuentra más cercano a cumplir con las condiciones requeridas es el de 38 mm o 1.5 pulgadas

Burden

El valor del burden se determinó con la metodología del manual de perforación y voladura, que plantea que la relación entre altura de banco y burden debe ser mayor a 3, para tener una buena fragmentación del mineral

$$\frac{H}{B} \geq 3$$

En este caso se seleccionó el valor de burden de 1m

(Instituto Geológico y Minero de España, 2002)

Sobreperforación

En este caso no se tendrá sobre perforación porque se busca no afectar al estrato inferior que tiene como finalidad ser empleado como roca ornamental.

Taco

Para determinar la longitud de taqueo se estimó un valor entre 0.7 y 1 siendo este el resultado entre la calidad de la roca la cual se estimó en un 80% al existir muy pocas fracturas.

$$T = 0.8 * B = 0.8 \text{ m}$$

Espaciamiento

Para el espaciamiento se determinó la longitud en función del burden determinado anteriormente, para ello se realizó el cálculo considerando que se tendrás más de una fila en la detonación de explosivos.

$$S = \sqrt{(B * H)} = 1.7 \text{ m}$$

Además de retardos para evitar las altas vibraciones y material con altos radios de impacto.

$$S = 1.4 * B = 1.4 \text{ m}$$

Escogiendo el valor de **1.5 m**

Volumen arrancado

El volumen arrancado se determinó según el espaciamiento burden y la altura del talud.

$$V_{arrancado} = S * B * H = 4.50 \text{ m}^3$$

Carga de columna

La carga de columna se determinó por la metodología sueca, donde se la realiza según 2/3 de la altura total del barreno, el criterio de selección de la metodología fue la de explotación de diámetros pequeños.

$$C_c = \frac{2}{3}H$$

Posteriormente se determinó la concentración de carga de fondo en función de las densidades del explosivo y del diámetro del barreno.

$$\begin{aligned} C_f &= \rho_{Emulsión} \times 1000 \times \pi \times \left(\frac{\varphi}{2000}\right)^2 \\ &= 1.1 \frac{g}{cm^3} \times 1000 \frac{kg}{m^3} / \frac{g}{cm^3} \times \pi \times \left(\frac{32 \text{ mm}}{2000 \frac{mm}{m}}\right)^2 \\ &= 1.25 \frac{kg}{m} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} C_c &= \rho_{ANFO} \times 1000 \times \pi \times \left(\frac{\varphi}{2000}\right)^2 \\ &= 0.82 \frac{g}{cm^3} \times 1000 \frac{kg}{m^3} / \frac{g}{cm^3} \times \pi \times \left(\frac{38 \text{ mm}}{2000 \frac{mm}{m}}\right)^2 \\ &= 0.93 \frac{kg}{m} \end{aligned}$$

Tabla XX. Parámetros de la malla de voladura para coquinas (1).

Parámetro	Simbología	Valor	Unidad
Diámetro	Φ	38	mm
Densidad emulsión	$\rho_{Emulsión}$	1.10	g/cm^3
Densidad ANFO	ρ_{ANFO}	0.82	g/cm^3
Altura	H	3.00	m

Resistencia a la compresión simple	RC	36.90	Mpa
Sobre perforación	J	0.00	m
Retacado	T	0.80	m
Burden	B	1.00	m
Espaciamiento	S	1.50	m
Volumen arrancado	VR	4.50	m ³
Rendimiento de arranque	RA	1.50	m ³ /m
Long. de carga de fondo	lf	0.20	m
Concentración de carga de fondo	Cf	1.25	kg/m
Carga de fondo	Qf	0.25	kg
Long. Carga de columna	lc	2.00	m
Concentración de carga de columna	Cc	0.93	kg/m
Carga de columna	Qc	1.86	kg
Carga de barreno	Qh	2.11	kg
Consumo Especifico	CE	0.47	kg/m ³

Fuente: Catuto, W.,2017.

Para determinar el número de huecos que se calculó en función de las dimensiones de la malla se tiene:

$$\text{Num. huecos horizontales} = \frac{\text{Distancia horizontal de la malla}}{\text{Espaciamiento}} = \frac{10 \text{ m}}{1.5 \text{ m}}$$

$$= 6.67 \approx 7 \text{ huecos}$$

$$\text{Num. huecos verticales} = \frac{\text{Distancia vertical de la malla}}{\text{Espaciamiento}} = \frac{5 \text{ m}}{1.5 \text{ m}} = 3.33$$

$$\approx 3 \text{ huecos}$$

El número de huecos totales determinado es de 21 agujeros, para una malla de 10 m de longitud, 5 m de ancho y 3 m de profundidad.

Tabla XXI. Parámetros de la malla de voladura de coquina (2).

Variable	Simbología	Valor	Unidad
Numero de huecos		21.00	
Ancho de malla	A	5.00	m
Longitud de malla	L	10.00	m
Altura de banco	H	3.00	m
Carga fondo malla	Q _{fm}	5.24	kg
Carga columna malla	Q _{cm}	39.06	kg
Volumen volado	V _v	150.00	m ³

Fuente: Catuto, W.,2017.

5.6 Voladura de roca ornamental.

Para la extracción de bloques en roca ornamental se realizará una voladura de precorte, para ello se determinaron los parámetros de diseño de la voladura con la metodología propuesta por el manual de perforación y voladura de EXSA para rocas ornamentales (EXSA S.A, 2008)

Espaciamiento

La principal variable que se determinó es el espaciamiento, siendo este parámetro entre 4 y 8 veces el diámetro recomendado por la bibliografía revisada, escogiendo el valor medio de 6 veces el diámetro.

$$S_{R.ornamental} = 6 \times D = 6 \times (0.038mm) = 0.228 m$$

Siendo el valor escogido para conveniencias en el esquema de 0.20 m, para los demás parámetros de voladura se realizó el cálculo con la metodología del Manual de Voladuras de EXSA, sección Rocas Ornamentales.

Burden y taco

Para determinar las variables como burden y taco del barreno a efectuar se tomó en cuenta la metodología descrita en el manual de perforación y voladura de EXSA(EXSA S.A, 2008)

$$B_{R.Ornamental} = S_{R.Ornamental}$$

$$T_{R.Ornamental} = S_{R.Ornamental}$$

Sobreperforación

La sobreperforación se determinó en función del burden.

$$J_{R.Ornamental} = 0.3 \times B_{R.Ornamental} = 0.073 \text{ m}$$

El valor seleccionado es de 10 centímetros, dando una altura total de perforación de 1.1 m.

Carga de columna

La carga de columna se siguió determinando en función de la altura del barreno, siendo el valor las 2/3 del barreno total.

$$C_{C_{R.Ornamental}} = \frac{2}{3} \times 1.1m = 0.73m$$

Siendo el valor escogido de 0.70 m.

Carga de fondo

La carga se determinó en función del restante entre la carga de columna y el taco realizado

$$C_{f_{R.Ornamental}} = 1.1 - C_{C_{R.Ornamental}} - T_{R.Ornamental}$$

El tamaño del bloque de extracción será de 10 metros de longitud, 5 m de ancho y 1 m de profundidad, con lo cual se arrancó un bloque de 50 m³.

Tabla XXII. Parámetros de la malla de voladura de lumaquelas (1).

Parámetro	Simbología	Valor	Unidad
Diámetro	Φ	38	mm
Densidad emulsión	$\Delta_{emulsion}$	1.10	g/cm ³
Densidad ANFO	Δ_{anfo}	0.82	g/cm ³
Altura	H	1.00	m
Resist. a la compresión simple	RC	36.90	Mpa
Sobreperforación	J	0.10	m
Retacado	T	0.20	m
Burden	B	0.25	m
Espaciamiento	S	0.25	m
Volumen arrancado	VR	0.07	m ³
Rend de arranque	RA	0.07	m ³ /m
Long de carga de fondo	Lf	0.20	m
Conc de carga de fondo	Cf	1.25	kg/m
Carga de fondo	Qf	0.25	kg
Long. carga de columna	Lc	0.70	m
Conc de carga de columna	Cc	0.93	kg/m

Fuente: Catuto, W.,2017.

Para extraer el volumen antes mencionado se realizaron cerca de 60 barrenos de los cuales la mitad estarían cargados.

El número de huecos para 50 m³ de material volado sería de 40 huecos, con una malla de 10 m de longitud, 5 m de ancho y 1 m de profundidad.

Tabla XXIII. Parámetros de la malla de voladura de lumaquelas (2).

Variable	Simbología	Valor	Unidad
Numero de huecos		60.00	
Barrenos con explosivos		30.00	
Ancho de malla	A	5.00	m
Longitud de malla	L	10.00	m
Altura de banco	H	1.00	m
Carga fondo malla	Qfm	7.49	kg
Carga columna malla	Qcm	19.53	kg
Volumen volado	Vv	50.00	m ³
Consumo esp. Malla	Cem	0.54	kg/m ³

Fuente: Catuto, W.,2017.

5.7 Tiempos de retardo

Los tiempos de retardo se determinaron para tener una fragmentación óptima de la roca e incluso que la dispersión del material volado sea tal que se acumule frente al talud de trabajo para el adecuado carguío y transporte del material, controlando el nivel de vibración producto de la voladura reduciendo daños en objetivos importantes que se ubican a corta distancia de la explotación.

El tiempo de retardo se obtiene:

$$R_{filas} = t_r * B$$

$$R_{filas} = 11.5 * 1$$

$$R_{filas} = 11.5 \text{ milisegundos}$$

Siendo

R_{filas} = Tiempo de retardo entre filas (us).

B =Burden (1 m.).

t_r =Constante que se calcula en función del siguiente cuadro:

Tabla XXIV. Constantes de tiempo según la maquinaria.

Constante t_r (us/m)	Resultado y tipo de máquina a emplearse.
6.5	Violencia, sobrepresión de aire excesiva, rompimiento trasero, etc.
8	Pila de material alta cercana a la cara, sobrepresión de aire, excesivo rompimiento trasero.
11.5	Altura de pila promedio, sobrepresión y rompimiento promedio, carguío con excavadora.
16.5	Pila de material disperso con rompimiento trasero mínimo, ideal para carguío con pala frontal.

Fuente: EXSA.,2008.

Una vez calculado el retardo, es necesario estandarizar este valor de forma que los materiales necesarios puedan obtenerse en el mercado nacional, a través de la consulta de catálogos de proveedores. El valor del tiempo de retardo según catalogo será de 35 milisegundos.

5.8 Tiempo de retardo entre barrenos de la misma fila

Para la siguiente variable se procede con el siguiente cálculo:

$$R = t * S$$

$$R = 4.5 * 1.5$$

$$R = 6.75 \text{ milisegundos}$$

Donde

R = Tiempo de retardo entre huecos (us).

S = Espaciamiento (1.5 m.).

t = Constante que se calcula en función del siguiente cuadro:

Tabla XXV. Constante de tiempo según tipo de roca.

Constante t_r (us/m)	Resultado según tipo de roca
6.5	Arenas, Margas y Carbón.
5.5	Algunas calizas y esquistos.
4.5	Calizas compactas, mármoles, basaltos y algunos granitos
3.5	Feldespatos Pórfiricos, gneiss duros, mica, magnetita.

Fuente: Catuto, W.,2017.

Como resultado de aplicar la ecuación con los datos correspondientes a las condiciones del proyecto, se puede constatar que los barrenos de una misma fila tendrán un retardo de 6.75 milisegundos.

5.9 Predicción de vibraciones en la voladura

El proyecto se encuentra a menos de 100 metros del parque recreativo Mirador “Cerro El Tablazo”, por lo cual es importante estudiar las vibraciones que producirán las voladuras realizadas, para ello se emplea el modelo predictivo de USBM (Siskind et al., 1980), a partir del cálculo de una distancia escalada (SD) donde se relacionan la carga explosiva máxima por retardo y la distancia desde el frente de la voladura hasta el punto de análisis. (Noriega, 2017)

Para ello se utiliza la fórmula:

$$PPV = K * \left(\frac{\sqrt{Q_{max}}}{D} \right)^b$$

Dónde:

PPV = Velocidad pico de partícula (mm/s).

Q_{max} = Carga explosiva máxima por retardo (Kg).

D = Distancia entre el punto de disparo y el punto de monitoreo (m).

K y b son constantes que dependen de las propiedades del lugar y de la roca.

Para voladuras donde existe una cara libre y la roca tiene una dureza promedio (RMR* entre 41 – 60, Clasificación de roca: III), los valores de K y b se establecen $K= 1140$ y $b= 1.6$. (Noriega, 2017).

Se realizó una comparación de las vibraciones dependiendo de la distancia entre la fuente y el punto de monitoreo, con el objetivo de aplicar la Normativa Internacional que estipula el valor límite de la velocidad pico de partículas.

Tabla XXVI. Velocidades máximas de partícula permisibles estimadas a diferentes distancias.

Distancia (m)	Qmax (Kg)	PPV (mm/s)
50	2.11	3.96
100	2.11	1.31
150	2.11	0.68
200	2.11	0.43
250	2.11	0.30
300	2.11	0.23
350	2.11	0.18

Fuente: Catuto, W.,2017.

El análisis se realizó con la norma alemana DIN 4150, el cual presenta los valores más conservadores de vibración, estableciendo que para un rango de frecuencias de hasta 40 Hz. (Noriega, 2017).

De acuerdo con la norma considerada, los límites establecidos por la DIN 4150, se tienen vibraciones máximas de 10 mm/s para zonas residenciales y 20 mm/s para comerciales/industriales, resultan más apropiados para el control de la afectación en el área de estudio debido a la gran cercanía de estas zonas a frentes de explotación continua (Noriega, 2017).

Como se observa en la tabla XXVI, los valores calculados de la velocidad pico de partículas son inferiores a los que establece la Norma Alemana, por lo que se espera que las instalaciones aledañas no presenten afectaciones.

5.10 Instalaciones sobremina

Dentro de las instalaciones sobremina que debe disponer la cantera se tomó en cuenta la necesidad de una escombrera para el acopio de estériles, habilitación de accesos para el contacto de la maquinaria con el frente de explotación y un centro de acopios para el material minado.

5.11 Escombrera

La escombrera deberá ser capaz de almacenar 66749.13 m³, donde el estéril que se va a acumular, que es principalmente materia vegetal producto del desbroce efectuado previo a la explotación minera.

La escombrera estará ubicada en la parte central de la concesión, donde se priorizó que se encuentre a una distancia relativamente pequeña de los

frentes de explotación, y que su conformación sea creciente junto al talud y por capas adosadas.

Las pilas serán conformadas en un área de 13000 m² aproximadamente y con una altura de 4 a 5 metros, siendo su desarrollo en 3 etapas donde se compactarán y disgregarán las capas almacenadas con ayuda de un buldócer. Los taludes se han diseñado con un ángulo de 30°

El escombro es básicamente limo orgánico, el cual según la Tabla XVIII, tiene la siguiente característica.

Tabla XXVII. Parámetros de la escombrera

Descripción	Unidad	Valor
Capacidad de almacenamiento	m ³	66749.1
Espesor de tongada	m	3
Ángulo de talud		0.3
Altura de banco	m	30
		4

Fuente: Catuto, W.,2017.

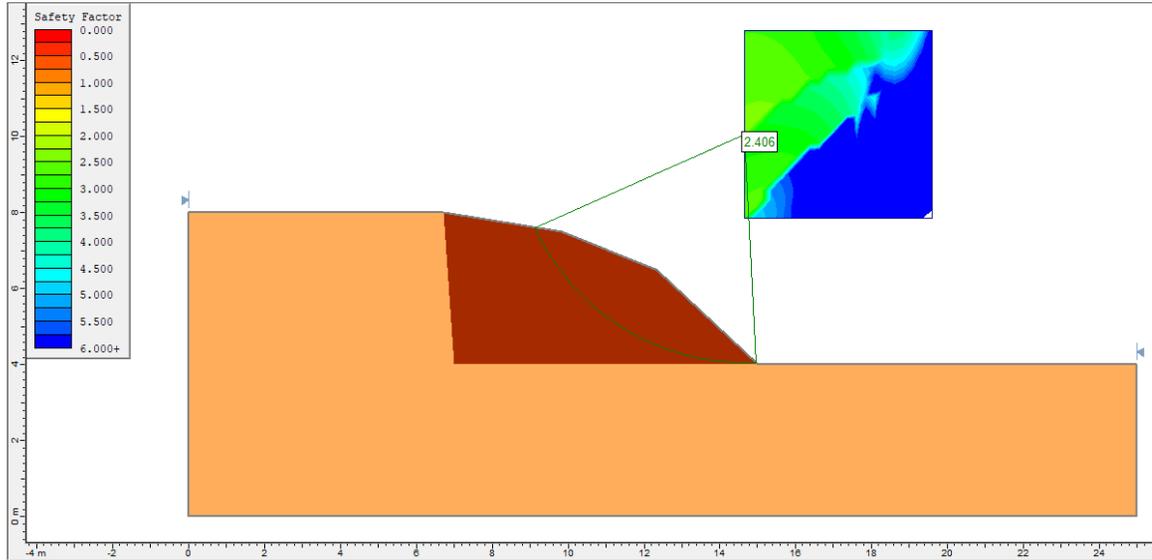
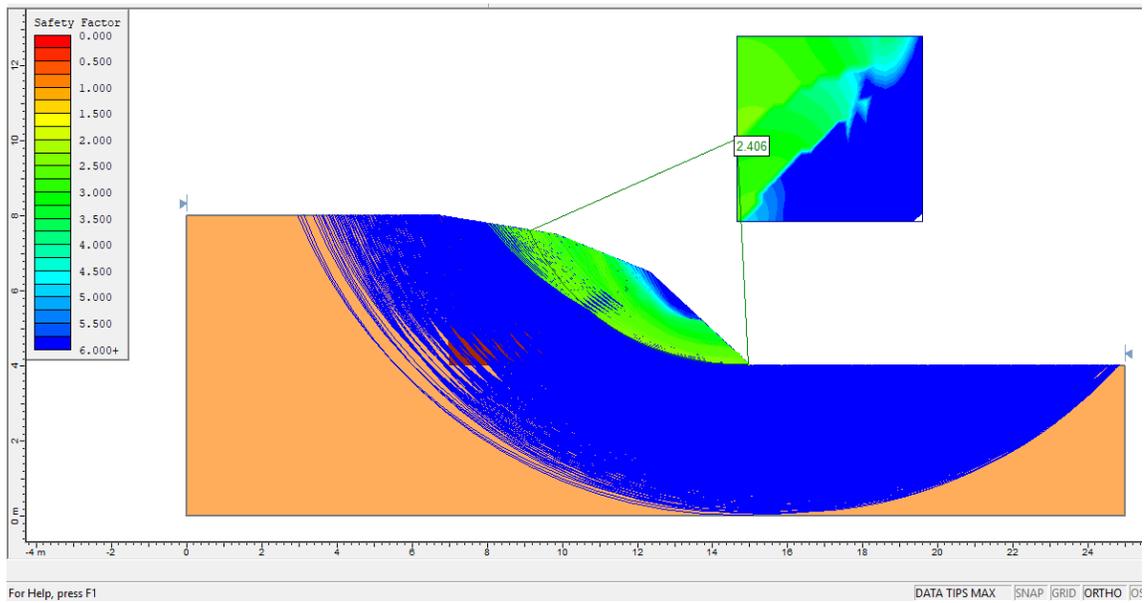


Figura. 5.18 Perfil de la escombrera.



Fuente: Catuto, W.,2017.

Figura.5.19 Estabilidad de la escombrera.

Fuente: Catuto, W.,2017.

5.12 Pistas y accesos

Para acceder a los frentes de trabajo y realizar el transporte a los centros de acopio tanto de estériles como de mineral, se utilizará la red de accesos y pistas que existen actualmente en la cantera, las cuales están mostradas en la Figura 5.20. Los accesos tienen dimensiones de la maquinaria empleada, y la estabilidad del talud adjunto a la pista.

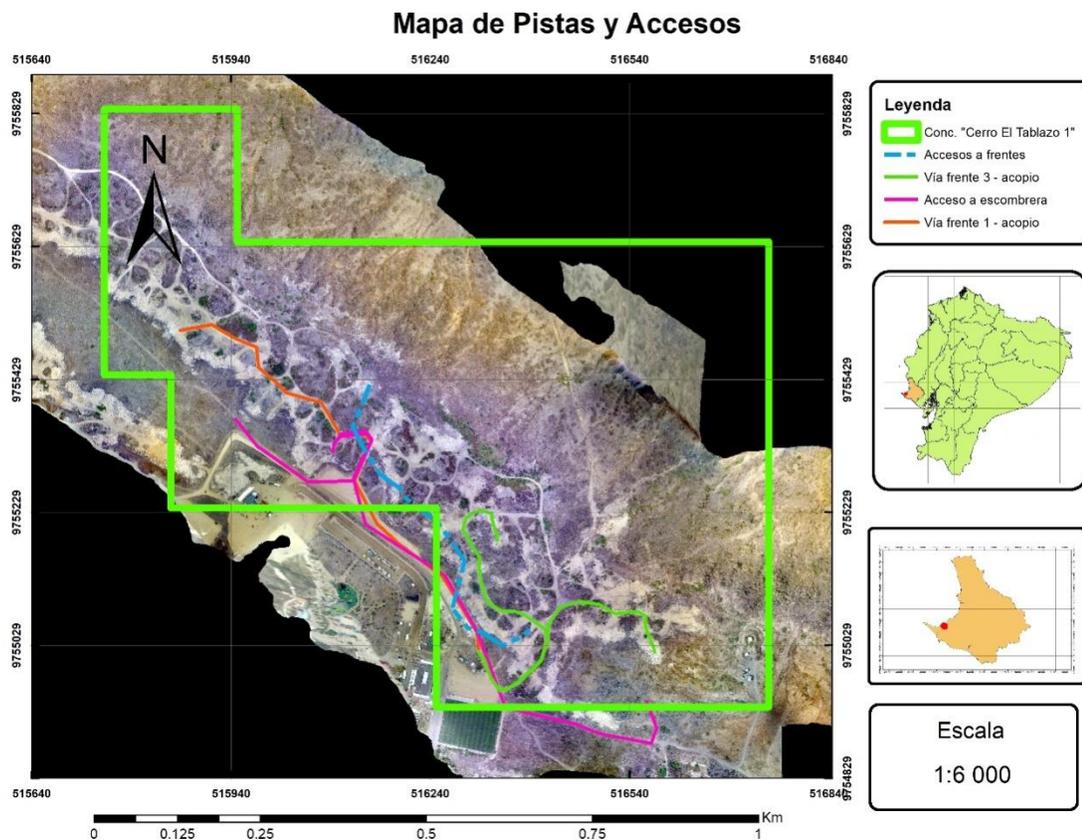


Figura. 5.20 Mapa de accesos y pistas en la cantera
Fuente: Catuto, W.,2017.

5.13 Accesos

La localización de los accesos a los tajos va variando según el área que se esté explotando o que se vaya a comenzar a explotar.

El acceso principal desde el frente de explotación al acopio de superficie tendrá una longitud de 762 metros y la distancia máxima de transportación de estériles es de 870 metros.

Las líneas principales de movimiento vehicular tienen 6.5 metros de ancho, lo cual facilita el tránsito de una gran gama de vehículos de diferentes tamaños, superando pendientes de hasta el 15%.

5.14 Drenaje

La zona de estudio usualmente no presenta problemas de inundación, a excepción del mes de febrero donde las precipitaciones tienen un pico máximo de 100 mm aproximadamente, quedando almacenada parte de esta precipitación en pequeñas lagunas debido a la forma del terreno y a las labores anti técnicas se han desarrollado en la zona.

Caudal máximo

El caudal máximo se determinó con el Método Racional Modificado del Prof. D. José Ramón Témez del Centro de Estudios Hidrográficos, que generalmente se aplica en proyectos de obras públicas y de vertederos. Esta

expresión ha sido modificada (Témez, 1991), y es aplicable a pequeñas cuencas, pero con una serie de modificaciones que amplían su rango de validez hasta los 3000 km².

Se puede decir que el caudal máximo es:

$$Q = \frac{C * I * A}{3.6} * K$$

$$Q = \frac{0,0096 * 1.4 * 20}{3.6} * 1,0083$$

$$Q = 0,09 \text{ m}^3/\text{s}$$

Dónde:

Q = Caudal máximo m³/s.

C = Coeficiente de escorrentía. (0,0096)

I = Máxima intensidad media en mm/h (1.4)

A = Superficie de la cuenca en Km² (20)

K = Coeficiente de uniformidad (1,0083)

Tiempo concentración

Para obtener el tiempo de concentración T_c , se ha partido del análisis de la longitud L y la pendiente de la cuenca J , mediante la siguiente expresión:

$$T_c = 0.3 * \left(\frac{L}{J^{1/4}} \right)^{0.76}$$

$$T_c = 0.3 * \left(\frac{0.4}{7.5^{1/4}} \right)^{0.76}$$

$$T_c = 0,10 \text{ h}$$

Dónde:

T_c = Tiempo de concentración en horas

L = Longitud del cauce principal en Km (0.4)

J = Pendiente Media del cauce en tanto por uno

$$J = \frac{H}{L}$$

$$J = \frac{3}{0.4} = 7.5$$

Precipitación máxima diaria

P'd 7.7 mm

Intensidad media diaria

$$I_d 7.7/5 = 1.54 \text{ mm/h}$$

Diseño de la Red de Drenaje Superficial

El diseño final de la red de drenaje a emplear será un modelo triangular para favorecer la esorrentía e ira adjunta a una vía de acceso ya existente en la cantera.

Inicialmente en el esquema presentado, las aguas lluvias drenaran al sector norte, con una canaleta de 50 cm de ancho por 30 cm de alto.

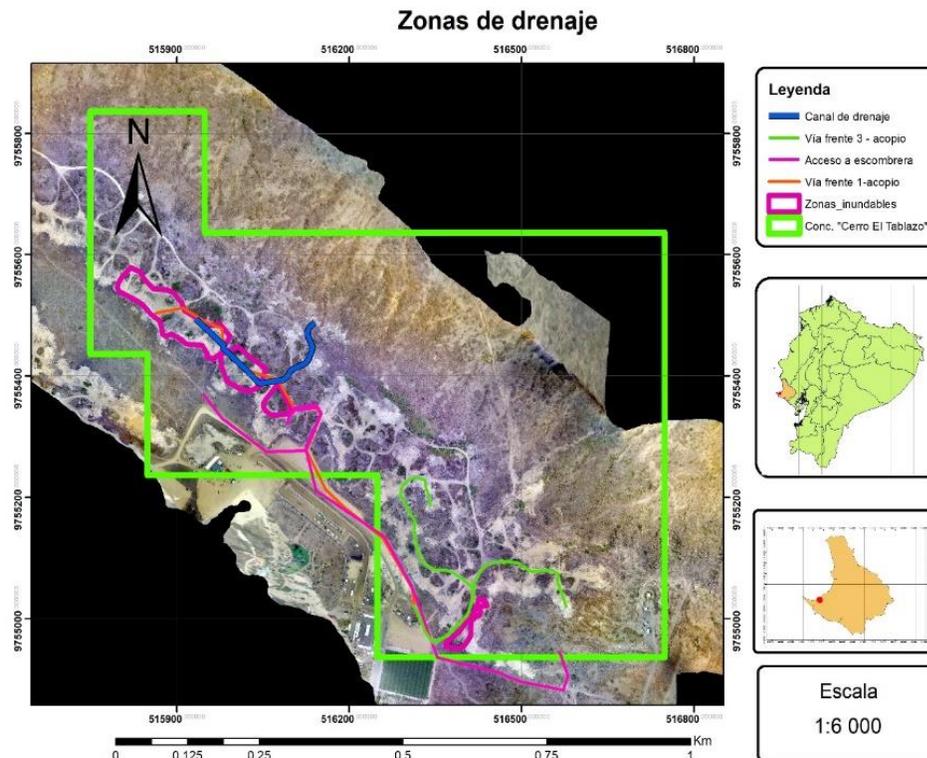


Figura. 5.21. Red de drenaje en la zona de estudio.
Fuente: Catuto, W.,2017.

5.15 Plan de operación

El plan de operación proyectado partirá desde la fecha de postulación del proyecto y se desarrollará a lo largo de los próximos 14 años, donde el último año se dedicará a labores de cierre.

La explotación se realizará en dirección noreste-suroeste, con un avance en un frente único, siendo la cota 80 msnm. el límite inferior de explotación, donde para caracterizar mejor la explotación se zonifico en tres áreas.

El arranque del material será realizado por perforación y voladura, siendo posteriormente cargado y llevado a un acopio, teniendo una producción diaria de 128.23 m³/día.

El esquema muestra, una explotación basada en una economía de escala donde la minería tendrá un pico de producción en la 2 etapa del proyecto.

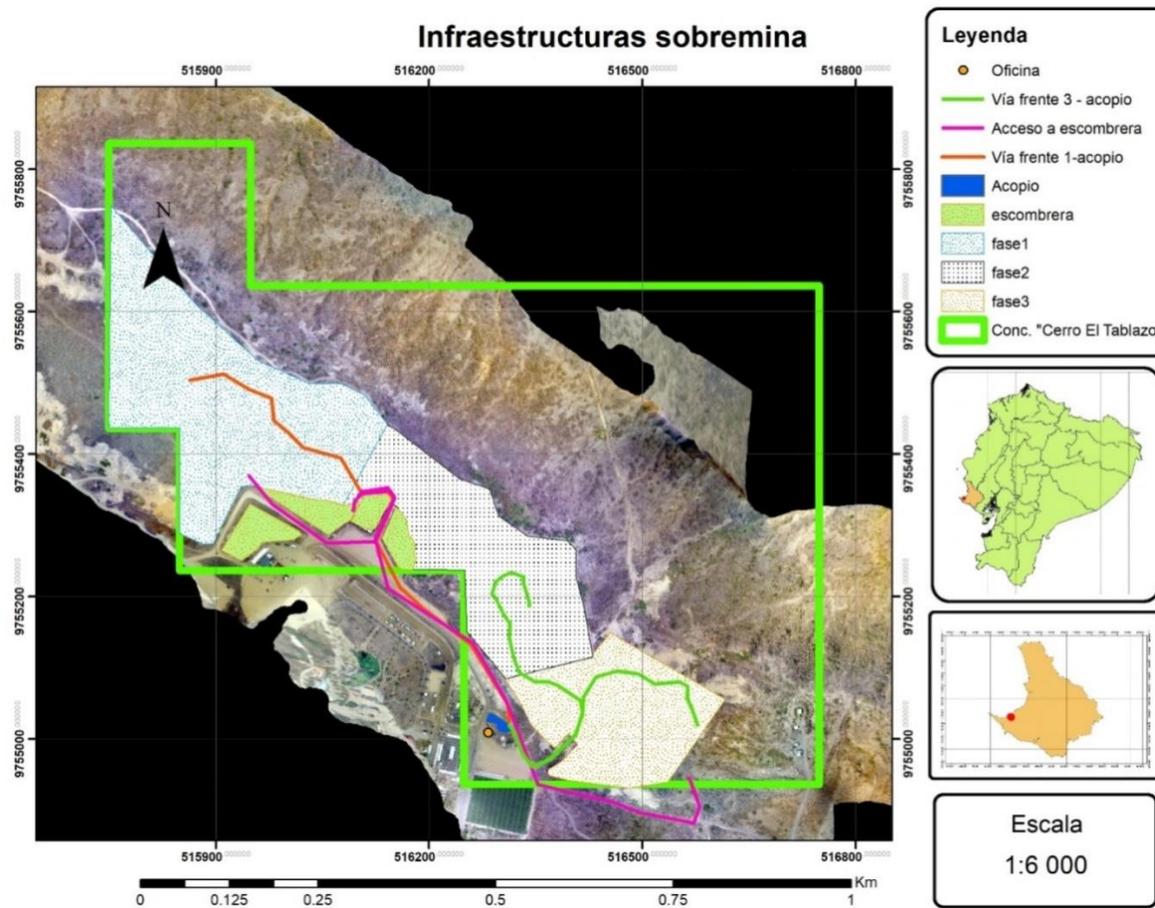


Figura. 5.22 Infraestructuras sobremina fin de explotación.
Fuente: Catuto, W.,2017.

CAPÍTULO 6 .

SELECCIÓN DE MAQUINARIA

Se ha seleccionado la maquinaria con la capacidad de cumplir con el volumen de trabajo correspondiente, considerando además los costos de adquisición.

6.1 Maquinaria de desbroce

El desbroce o limpieza de la materia orgánica se realizará generalmente con pendientes de trabajo pequeñas, donde como vegetación se pueden encontrar plantas herbáceas de hasta 50 cm de altura, y pequeños arbustos de hasta 2 metros de altura que necesitan ser retirados.

El volumen de estériles se ha estimado aproximadamente en 100000 m³, durante la primera fase de explotación se desmontarán cerca de 37000 m³, los cuales se almacenarán en la escombrera descrita anteriormente.

Para la realización de las labores de desbroce y destape se consideró el uso de Buldócer y traíllas como las alternativas a evaluar debido a que estos son equipos especializados para la limpieza de terrenos, posteriormente también se consideraron los siguientes criterios para cuantificar la alternativa más adecuada:

- Capacidad
- Consumo de combustible

- Versatilidad y maniobrabilidad
- Inversión
- Distancias de desbroce
- Esfuerzos para corte y tracción

Para la selección de la maquinaria se utilizó una tabla comparativa dando valorizaciones a cada criterio a evaluar para cada alternativa. La valorización se divide en desfavorable, favorable y muy favorable con los respectivos valores 1, 2 y 3. La suma respectiva de los valores por criterio dará una puntuación global de cada alternativa. La alternativa con la mayor puntuación será la más óptima para el caso y será la seleccionada.

Tabla XXVIII. Matriz de selección de maquinaria de desbroce

Criterios de selección	de Buldócer	Traílla
Capacidad	Capacidad limitada por la cuchilla, generalmente menor a la traílla.	Capacidad limitada por el balde de la traílla, altas capacidades.
Consumo de combustible	Alto consume de combustible.	Alto consumo de combustible.
Versatilidad y maniobrabilidad	Versátil con la capacidad de adaptarse a cualquier tipo de condición.	Solo útil en terrenos planos y con material muy fragmentado.

Inversión	Inversión media.	Alta inversión.
Distancias de desbroce	Eficiente a distancias menores a 100 metros.	Capacidad de moverse a distancias según sea la capacidad de carga.
Esfuerzos de corte y tracción	Alta resistencia para realizar además del acarreo, el corte de suelos con mayor grado de compactación.	Eficiente en suelos bien granulados y fácilmente arrancables.

Fuente: Catuto, W.,2017.

Tabla XXIX. Ponderación de matriz de selección de maquinaria de desbroce.

Criterios de selección	Buldócer	Traílla
Capacidad	2	3
Consumo de combustible	1	1
Versatilidad y maniobrabilidad	3	1
Inversión	3	2
Distancias de desbroce	2	3
Esfuerzos de corte y tracción	3	2
Total	14	12

Fuente: Catuto, W.,2017.

La maquinaria seleccionada por el procedimiento antes mencionado es el Buldócer, donde para el dimensionamiento se determinó en primer lugar el esfuerzo de excavación.

Posteriormente se procede a seleccionar una maquinaria modelo para

$$E_e = [C_1 + C_2 H] l$$

Donde

E_e = Esfuerzo de excavación kg

h = Espesor de tongada cm

H = Altura de tierras arrastradas en cm

l = Longitud a excavar

C_1 y C_2 = Coeficientes

El modelo D7R XR con hoja semiuniversal de la SERIE2 de CATERPILLAR, cumple con el requisito mínimo de esfuerzo de excavación que se necesita para el trabajo a realizar, por lo que se ha seleccionado esta máquina.



MODELO	D7R Serie 2 XR		D7R Serie 2 LGP		D8R		D8T	
Potencia en el volante	179 kW	240 hp	179 kW	240 hp	228 kW	305 hp	231 kW	310 hp
Peso en orden de trabajo: Servotransmisión con dirección de diferencial	27.002 kg	59.540 lb	27.626 kg	60.916 lb	37.580 kg	82.850 lb	38.488 kg	84.850 lb
Modelo de motor	3176C SCAC		3176C SCAC		3406C TA		C15 ACERT	
RPM del motor	2100		2100		2100		1850	
Número de cilindros	6		6		6		6	
Calibre	124 mm	4,92"	124 mm	4,92"	137 mm	5,4"	137 mm	5,4"
Carrera	140 mm	5,5"	140 mm	5,5"	165 mm	6,5"	172 mm	6,75"
Cilindrada	10,3 L	629 pulg ³	10,3 L	629 pulg ³	14,6 L	893 pulg ³	15,2 L	928 pulg ³
Rodillos inferiores (cada lado)	8		7		8		8	
ERF††	—		9		—		—	
Ancho de zapata estándar	610 mm	24"	914 mm	36"	610 mm	24"	610 mm	24"
Longitud de cadena en el suelo	3,05 m	10'0"	3,16 m	10'5"	3,21 m	10'6"	3,21 m	10'6"
Área de contacto con el suelo (con zapata estándar)	3,72 m ²	5766 pulg ²	5,78 m ²	8960 pulg ²	3,91 m ²	6062 pulg ²	3,91 m ²	6062 pulg ²
Entrevía	1,98 m	6'6"	2,24 m	7'4"	2,08 m	6'10"	2,08 m	6'10"

Figura. 6.1 Tipos de buldócer a seleccionar

Fuente: Catuto, W.,2017.

Para determinar la capacidad y el volumen del montón de rocas que se pueden arrastrar con las cuchillas, se tomaron como variable la longitud de la cuchilla, el alto de la cuchilla y el ángulo del talud del montón de rocas.

Tabla XXX. Parámetros de operación de Buldócer.

Variable	Parámetro	Valor	Unidad
l	Longitud de cuchilla	3.69	m
h	Altura de cuchilla	1.52	m
B	talud del monto de rocas	30.00	grados

Vmr	Vol. Montón de rocas	7.42	m ³
C	Capacidad de la cuchilla	6.86	m ³

Fuente: Catuto, W.,2017.

Para el rendimiento de la maquinaria es necesario analizar las siguientes especificaciones técnicas de la máquina: el volumen del órgano de trabajo, el factor de eficiencia (Fe), coeficiente de transformación (Ct), tiempo ciclo (Tc), rendimiento (n).

$$R(m^3/h) = \frac{V_c \cdot 60 \cdot Fe \cdot Ct}{T_c} \cdot n$$

Tabla XXXI. Rendimiento del Buldócer.

Variable	Valor	Unidad
Vc	6.86	m ³
Fe	70%	
Ct	1.00	
Tc	282.27	s
n	80%	
R	48.99	m ³ /h

Fuente: Catuto, W.,2017.

6.2 Carga y transporte para material

La carga y transporte se dimensionan en base a la productividad necesaria, que se ha estimado en 142.83 m³/día aproximadamente y tomando en cuenta que se tendrán dos productos con características diferentes: una roca fragmentada y bloques de roca ornamental.

En el análisis preliminar se consideraron dos alternativas:

1. El sistema camión-cargador frontal.
2. El sistema camión-retroexcavadora.

Los criterios que se tomaron en cuenta para evaluar fueron:

- Capacidad del sistema
- Rendimiento
- Disponibilidad del mercado
- Versatilidad
- Costo de la maquinaria

Para ello se utilizó una matriz de criterios, donde se realizó una valorización cuantitativa que, asignándole valores a los criterios de evaluación permitieron obtener un ranking de valores, siendo el valor más alto el de la maquinaria más idónea.

Tabla XXXII. Matriz de selección de maquinaria de carga y transporte.

Criterio de selección	Camión-Cargador frontal	Camión-Retroexcavadora
Capacidad del sistema	El sistema facilita el manejo de altos volúmenes, con la capacidad de cubrir altas productividades en corto tiempo, lo cual se adecua a las producciones máximas que requiere la explotación.	El sistema se puede alcanzar productividades altas, con una menor flexibilidad en relación con la movilidad de la máquina. Idóneo para el arranque y carga de rocas.
Rendimiento	Se caracteriza por un rendimiento elevado respaldado por la capacidad del órgano de trabajo. Es flexible y de fácil movilidad por lo que puede hacer varios trabajos en conto tiempo.	Tiene rendimientos elevados, pero movilidad reducida, por lo que este se verá afectado a la hora de realizar otros trabajos en zonas distantes al frente.
Versatilidad	El sistema es versátil, aunque no puede ser utilizado para el arranque de rocas.	El sistema es versátil con la capacidad de realizar el arranque de rocas de alta resistencia.
Disponibilidad del mercado	Existencia de empresas en la provincia que proveen la maquinaria y accesorios.	Existencia de un mayor número de empresas en la provincia que proveen la maquinaria y accesorios.
Costo de la maquinaria	Costo relativamente alto pero inferior al sistema camión-retroexcavadora.	Alto costo, especialmente el de la retroexcavadora.

Fuente: Catuto,

Tabla XXXIII. Ponderación de matriz de carga y transporte

Criterio de selección	Camión-Cargador frontal	Camión-Retroexcavadora
Capacidad del sistema	3	2
Rendimiento	3	2
Versatilidad	2	3
Disponibilidad del mercado	2	3
Costo de la maquinaria	3	2
Total	16	15

Fuente: Catuto, W.,2017.

Se realizará la carga y transporte para 3 tipos de materiales en la cantera, los estériles, las coquinas y las lumaquelas. Para ajustar el diseño se ha determinado el factor de acoplamiento del sistema, que se obtiene considerando los tiempos de ciclo de la máquina de carga y de la máquina de transporte.

Tiempo de ciclo de carga

El tiempo de ciclo de carga corresponde a la sumatoria de los tiempos desglosados de las operaciones que realiza la maquinaria, en este caso se empleará Tabla XXXIV.

Tabla XXXIV. Constantes del tiempo de ciclo de las palas cargadoras
Tiempos de ciclo de carga (segundos)

Equipos	Material acopiado	Roca volada
Palas Cargadoras	35 a 45	40 a 50

Fuente: Catuto, W.,2017.

Al valor predeterminado se le suma el 20% del tiempo estimado, por certidumbre de la máquina y modelo escogido dando 60 s.

Considerando los tiempos estimados, se determina un tiempo de ciclo total de 1 min 30 s.

Tiempo de ciclo de transporte

Para el tiempo de ciclo de la maquinaria de transporte se tomaron en cuenta los siguientes factores mostrados en la Tabla XXXV.

Tabla XXXV. Tiempos de ciclo de vehículos

Tiempo	Ciclo de un vehículo de Movimiento de Tierras
De espera	De 0.5 a 2 min

De maniobras de carga	De 0.25 a 0.5 min
De carga	De 40 a 50 segundos
De descarga	Camiones 1.5 min
	Dumpers 1 min
	Bañeras 2.5 min

Fuente: Catuto, W.,2017.

Dando un valor total de 5 minutos sin incluir el tiempo que demora el camión en llevar el material al centro de acopio, para ello se tomará, la velocidad media recomendada en la Tabla XXXVI

Tabla XXXVI. Velocidades de movimiento de maquinaria
Velocidades de Acarreo en km/h

Distancia en km	Camión	Bañera	Dumper
D<0.5	10		15
0.5<D,1.5	13		20
D>1.5	15/30	20/40	25/30

Fuente: Catuto, W.,2017.

Al tener diferentes distancias, tanto para llegar al frente de explotación como a la escombrera, se tiene:

Tabla XXXVII. Distancias y tiempos calculados

Distancia	Unidad	Detalle	Tiempo	Unidad
875	m	De escombrera a frente	210	s
365	m	De escombrera a frente	87.6	s
520	m	De frente a acopio	124.8	s
430	m	De frente a acopio	103.2	s
765	m	De frente a acopio	183.6	s

Fuente: Catuto, W.,2017.

Tomando el valor medio de 150 s, se calcula el tiempo del ciclo asumiendo que demora 150 s de ida y 150 s de regreso, además es necesario considerar un coeficiente de fluctuación de velocidades tanto por mal estado de las pistas como por presencia de curvas y pendientes., teniendo ciclos de aproximadamente 10 minutos con 30 segundos.

El factor de acoplamiento óptimo es de 1 y tomando en cuenta los tiempos de ciclo tanto de carga como de transporte se determinarán el número de cazos óptimos para llevar un camión.

$$F = \frac{T}{t * p}$$

T = tiempo de ciclo de camión

t = tiempo de ciclo de carga

p = Número de cazos óptimos para llenar un camión

F = factor de acoplamiento

Con los tiempos de ciclo estimados se determinó el número ideal de cazos necesarios para llenar un volquete, dando el valor de 7. Tomando en cuenta que en los esquemas de carga y transporte se considera óptimo el llenado de un camión con 3 a 6 cazos, se analizaron los diferentes esquemas escogiendo la modalidad de un camión llenado con 4 cazos.

El sistema de carga y transporte debe trabajar en mineral aproximadamente 5 horas diarias, de las que cuatro estarán destinadas a solventar una productividad de 32.06 m³/h de material mullido, mientras que la hora restante será destinada a la evacuación de aproximadamente 14.57 m³/h en bloques de roca ornamental. La sexta hora trabajará en movimiento de estériles hasta que termine la jornada de trabajo.

Tomando en cuenta que el ciclo de la maquinaria de transporte tendrá alrededor de 15 minutos, se determinó que para el transporte del material se necesitaría un camión con la capacidad de caja entre 8 a 9 m³, con lo cual también se determinó, que el equipo de carga debía tener una capacidad entre 2 m³ y 3 m³.

La maquinaria seleccionada por modelo es:

- Cargador frontal CATERPILLAR 930H, con un cazo de 3 yd³
- Camión volquete FVZ 34P CHEVROLET, con una capacidad de 7.9 m³.

Tabla XXXVIII. Rendimientos de maquinaria

DESCRIPCIÓN	MODELO	NÚMERO	RENDIMIENTO	UNIDAD
Buldócer Cat	D7R Serie X2	1	48.99	m ³ /h
Cargadora Cat	930 H	1	36.80	m ³ /h

Camión Chevrolet	FVZ 34P	1	31.88	m ³ /h
Perforadora manual neumático	Atlas Copco	3	24.00	m/h

Fuente: Catuto, W.,2017.

6.3 Cronograma de trabajo

Los trabajos se han organizado de tal forma que, diariamente se realizaran labores de desbroce, fragmentación y transporte de la masa mineral.

Para ello se trabajará en jornadas de 8 horas de lunes a viernes de las que solo 7 horas serán consideradas como efectivas, para una utilización de la jornada laboral del 95 %.

Tabla XXXIX. Cronograma de labores por años de servicio

Etapa	Año	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Construcción de instalaciones	Desbroce														
	Apertura y habilitación de caminos														
	Perforación de frente														
	Carga y transporte														
Explotación	Conformación de escombrera														
	Rehabilitación														

Fuente: Catuto, W.,2017.

El cronograma de trabajo diario se lo ha conformado como se muestra a continuación.

Tabla XL. Cronograma de labores diarias

Hora	1	2	3	4	5	6	7	8
Designación de labores y revisión de maquinaria								
Desbroce								
Apertura y habilitación de caminos								
Perforación de frente								
Carga y transporte de mineral								
Carga y transporte de estéril								

Fuente: Catuto, W.,2017.

Con el análisis realizado se tiene que las horas de uso diaria para cada maquinaria según la labor que se realiza es:

Tabla XLI. Uso horario de maquinaria

Maquinaria	Tiempo de uso diario
Maquinaria para desbroce	5 h 45 min
Maquinaria para carga de material	5 h 45 min
Maquinaria para transporte de material	5 h 45 min

Fuente: Catuto, W.,2017.

La maquinaria tendrá un tiempo de uso diario del 72% siendo categorizado de bueno en la escala del 1% al 100%.

CAPÍTULO 7 .

CÁLCULO ECONÓMICO

7.1 COSTO PERSONAL

Para determinar el rubro que se deberá emplear en la mano de obra, el análisis se realizó en función de la maquinaria y factores organizativos. Los salarios se estimaron en función de la actividad que desempeña el personal y la normativa legal vigente.

Tabla XLII. Gasto de personal año 1 a año 3, y año 9 a año 10

Personal	Número Personas	RMU	Gasto anual por persona	Gasto Total Anual
Operadores de maquinaria	3	\$ 613.33	\$ 9 769.09	\$ 29 307.27
Perforistas	3	\$ 602.60	\$ 9 604.13	\$ 28 812.39
Ayudantes de maquinaria	1	\$ 500.00	\$ 8 026.80	\$ 8 026.80
Administrativo y personal técnico	3	\$ 750.00	\$ 11 870.20	\$ 35 610.60
Guardias	2	\$ 500.00	\$ 8 026.80	\$ 16 053.60
Total	12	\$ 2 965.93	\$ 47 297.02	\$117 810.66

Fuente: Catuto, W.,2017.

Tabla XLIII. Gasto de personal año 4 a año 8

Personal	Número Personas	RMU	Gasto anual por persona	Gasto Total Anual
Operadores de maquinaria	3	\$ 613.33	\$ 9 769.09	\$ 29 307.27
Perforistas	3	\$ 602.60	\$ 9 604.13	\$ 28 812.39
Ayudantes de maquinaria	2	\$ 500.00	\$ 8 026.80	\$ 16 053.60
Administrativo y personal técnico	3	\$ 750.00	\$ 11 870.20	\$ 35 610.60
Guardias	2	\$ 500.00	\$ 8 026.80	\$ 16 053.60
Total	13	\$ 2 965.93	\$ 47 297.02	\$125 837.46

Fuente: Catuto, W.,2017.

Tabla XLIV. Gasto de personal año 11 a año 13

Personal	Número Personas	RMU	Gasto anual por persona	Gasto Total Anual
Operadores de maquinaria	3	\$ 613.33	\$ 9 769.09	\$ 29 307.27
Perforistas	2	\$ 602.60	\$ 9 604.13	\$ 19 208.26
Ayudantes de maquinaria	1	\$ 500.00	\$ 8 026.80	\$ 8 026.80
Administrativo y personal técnico	3	\$ 750.00	\$ 11 870.20	\$ 35 610.60
Guardias	1	\$ 500.00	\$ 8 026.80	\$ 8 026.80
Total	10	\$ 2 965.93	\$ 47 297.02	\$100 179.73

Fuente: Catuto, W.,2017.

Tabla XLV. Gasto de personal en el último año

Personal	Número Personas	RMU	Gasto anual por persona	Gasto Total Anual
Operadores de maquinaria	3	\$ 613.33	\$ 9 769.09	\$ 29 307.27
Perforistas	2	\$ 602.60	\$ 9 604.13	\$ 19 208.26
Ayudantes de maquinaria	1	\$ 500.00	\$ 8 026.80	\$ 8 026.80
Administrativo y personal técnico	3	\$ 750.00	\$ 11 870.20	\$ 35 610.60
Guardias	2	\$ 500.00	\$ 8 026.80	\$ 16 053.60
Total	11	\$ 2 965.93	\$ 47 297.02	\$108 206.53

Fuente: Catuto, W.,2017.

7.2 EPP

La adquisición de equipos de protección personal se realizará cada año, para lo cual es necesario considerar los principales riesgos a los que se expone el trabajador en cada operación minera.

Tabla XLVI. Costos en Equipos de protección personal

Costos EPP			
Descripción	Cantidad	Costo unitario	Costo Total
Casco	13	\$10.00	\$130.00
Barbiquejo	2	\$3.00	\$42.00
Guantes	6	\$4.00	\$24.00
Gafas	6	\$8.00	\$48.00
Botas	8	\$35.00	\$280.00
Tapones	65	\$0.50	\$32.50
Chaleco	5	\$8.00	\$98.00
Uniforme 1	13	\$8.00	\$104.00
Uniforme 2	6	\$35.00	\$210.00
TOTAL			\$968.50

Fuente: Catuto, W.,2017.

7.3 Maquinaria

La adquisición de maquinaria se realizará mediante compra, teniendo un total de 6 equipos, de los cuales tres son de gran inversión y los restantes de inversiones relativamente bajas.

Tabla XLVII. Costos en adquisición de maquinaria

MAQUINARIA				
DESCRIPCIÓN	MODELO	UNIDAD	PRECIO UNITARIO	PRECIO TOTAL
CAMIÓN CHEVROLET	FVZ 34P	1	\$ 97 990.00	\$ 97 990.00
CARGADOR CATERPILLAR	930 H	1	\$160 000.00	\$160 000.00
BULLDOZER CATERPILLAR	D7R SERIE X2	1	\$150 000.00	\$150 000.00
PERFORADORA NEUMÁTICA MANUAL	ATLAS COPCO	3	\$ 5 000.00	\$ 15 000.00
TOTAL		6	\$412 990.00	\$422 990.00

Fuente: Catuto, W.,2017.

7.4 Costos operativos

Para determinar los costos operativos se tomaron en cuenta diferentes factores, como consumos de combustibles, mantenimiento de la maquinaria, etc.

CARGADOR

Tabla XLVIII. Costos operativos del cargador frontal**Cálculo del costo horario de CARGADOR CATERPILLAR****1.- DATOS GENERALES DE LA MAQUINARIA**

1.1- Descripción	Cat 930 H	
1.2- Potencia del motor	159	Hp
1.3- Valor original + IVA(VO) (Costo remanente)	\$20000.00	USD
1.4- Condiciones de utilización (Fc)	0.8	(1 normal)
1.5- Valor residual (VR) = Vo * 25%	\$5000.00	
1.6- Vida útil (VU) = (n)	15	Años
1.7- Interés anual (i)	12%	%
1.8- Seguros e impuestos (s)	2%	%
1.9- Horas de trabajo al año	1100	Horas
1.10.- Valor galón combustible diésel (Gd)	\$1.03	USD
1.11.- Valor Neumáticos (Ne)		-

2.- COSTOS DE PROPIEDAD			
2.1.- Depreciación (VD = VO - VR)	VD / VU (horas)	1.56	USD/hora
2.2.- Interés medio anual (IMA)	VD*(n + 1)/2*n	\$8000.00	USD
Intereses	IMA*i / h.año	0.87	USD/hora
2.3.- Seguros	IMA*s / h.año	0.15	USD/hora
2.4.- Total costos de propiedad		2.58	USD/hora
3.- COSTOS DE OPERACIÓN			
3.1.- Combustible diésel (Cd)	0,04*HP*Gd	6.55	USD/hora
3.2.- Lubricantes (CL)	0,33*Cd	2.16	USD/hora
3.3.- Filtros	0,2*CL	0.43	USD/hora
3.4.- Mantenimiento	Fc*VD/VU (horas)	1.25	USD/hora
3.5.- Total costos operación (Tco)	Tco=(3.1+3.2+3.3+3.4)	10.39	USD/hora
3.6.- Total costo de operación real	Tco*Prh/Rpr	5.77	USD/hora
4.- COSTOS POR MANO DE OBRA			
4,1.- Salarios (referencial pagos cámara de construcción de Guayaquil 2018)	Operador	3.93	USD/hora
5.- COSTOS PROPIEDAD + COSTOS OPERACIÓN + MANO OBRA		12.29	USD/hora
6.- GASTOS GENERALES		10% * (5)	1.23 USD/hora
7.- COSTO TOTAL HORARIO		(5) + (6)	13.51 USD/hora

Fuente: Catuto, W.,2017.

BULDÓCER

Tabla XLIX. Costos operativos del Buldócer.

Cálculo del costo horario del BULDÓCER

1.- DATOS GENERALES DE LA MAQUINARIA			
1.1- Descripción		D7R SERIE X2	
1.2- Potencia del motor		240	Hp
1.3- Valor original + IVA (VO)	(Costo remanente)	\$150000.00	USD
1.4- Condiciones de utilización (Fc)		0.8	(1normal)
1.5- Valor residual (VR) = Vo * 20%		\$30000.00	

1.6- Vida útil (VU) = (n)		15	Años
1.7- Interés anual (i)		0.12	%
1.8- Seguros e impuestos (s)		0.02	%
1.9- Horas de trabajo al año		1100	Horas
1.10.- Valor galón combustible diésel (Gd)		\$1.03	USD
1.11.- Valor Neumáticos (Ne)		-	
2.- COSTOS DE PROPIEDAD			
2.1.- Depreciación (VD = VO - VR)	VD / VU (horas)	12.50	USD/hora
2.2.- Interés medio anual (IMA)	$VD*(n + 1)/2*n$	\$64000.00	USD
Intereses	$IMA*i / h.año$	6.98	USD/hora
2.3.- Seguros	$IMA*s / h.año$	1.16	USD/hora
2.4.- Total costos de propiedad		20.65	USD/hora
3.- COSTOS DE OPERACIÓN			
3.1.- Combustible diésel (Cd)	$0,04*HP*Gd$	9.888	USD/hora
3.2.- Lubricantes (CL)	$0,33*Cd$	3.26	USD/hora
3.3.- Filtros	$0,2*CL$	0.65	USD/hora
3.4.- Mantenimiento	$Fc*VD/VU$ (horas)	10.00	USD/hora
3.5.- Total costos operación (Tco)	$Tco=(3.1+3.2+3.3+3.4)$	23.80	USD/hora
3.6.- Total costo de operación real	$Tco*Prh/Rpr$	0.56	USD/hora
4.- COSTOS POR MANO DE OBRA			
4,1.- Salarios (referencial pagos cámara de construcción de Guayaquil 2018)	Operador	3.93	USD/hora
5.- COSTOS PROPIEDAD + COSTOS OPERACIÓN + MANO OBRA		25.14	USD/hora
6.- GASTOS GENERALES		10% * (5)	2.51 USD/hora
7.- COSTO TOTAL HORARIO		(5) + (6)	27.65 USD/hora

Fuente: Catuto, W.,2017.

CAMION**Tabla L. Costos operativos del camión**

Costo horario de camión			
1.- DATOS GENERALES DE LA MAQUINARIA			
1.1- Descripción		CHEVROLET	
1.2- Potencia del motor		280	Hp
1.3- Valor original + IVA (VO) (Costo remanente)		\$97900.00	USD
1.4- Condiciones de utilización (Fc)		0.8	(1 normal)
1.5- Valor residual (VR) = $V_o * 25\%$		\$24475.00	
1.6- Vida útil (VU) = (n)		15	Años
1.7- Interés anual (i)		12%	%
1.8- Seguros e impuestos (s)		2%	%
1.9- Horas de trabajo al año		1100	Horas
1.10.- Valor galón combustible diésel (Gd)		\$1.03	USD
1.11.- Valor Neumáticos (Ne)		-	
2.- COSTOS DE PROPIEDAD			
2.1.- Depreciación (VD = VO - VR)	VD / VU (horas)	7.65	USD/hora
2.2.- Interés medio anual (IMA)	$VD*(n + 1)/2*n$	\$39160.00	USD
Intereses	$IMA*i / h.año$	4.27	USD/hora
2.3.- Seguros	$IMA*s / h.año$	0.71	USD/hora
2.4.- Total costos de propiedad		2.21	USD/hora
3.- COSTOS DE OPERACIÓN			
3.1.- Combustible diésel (Cd)	$0,04*HP*Gd$	0.41	USD/hora
3.2.- Lubricantes (CL)	$0,33*Cd$	0.14	USD/hora
3.3.- Filtros	$0,2*CL$	0.03	USD/hora
3.4.- Mantenimiento	$Fc*VD/VU$ (horas)	6.12	USD/hora
3.5.- Total costos operación (Tco)	$Tco=(3.1+3.2+3.3+3.4)$	6.70	USD/hora
3.6.- Total costo de operación real	$Tco*Prh/Rpr$	4.28	USD/hora
4.- COSTOS POR MANO DE OBRA			
4,1.- Salarios (referencial pagos cámara de	Operador	3.93	USD/hora

construcción de Guayaquil 2018)			
5.- COSTOS PROPIEDAD + COSTOS OPERACIÓN + MANO OBRA		10.42	USD/hora
6.- GASTOS GENERALES	10% * (5)	1.04	USD/hora
7.- COSTO TOTAL HORARIO	(5) + (6)	11.46	USD/hora

Fuente: Catuto, W.,2017.

PERFORADORA

Tabla LI.Costo horario de la perforadora

Costo horario de perforadora			
1.- DATOS GENERALES DE LA MAQUINARIA			
1.1- Descripción		Atlas Copco	
1.2- Potencia del motor		10	Hp
1.3- Valor original + IVA (VO)	(Costo remanente)	\$5000.00	USD
1.4- Condiciones de utilización (Fc)		0.8	(1 normal)
1.5- Valor residual (VR) = $V_o * 25\%$		\$1250.00	
1.6- Vida útil (VU) = (n)		5	Años
1.7- Interés anual (i)		12%	%
1.8- Seguros e impuestos (s)		2%	%
1.9- Horas de trabajo al año		690	Horas
1.10.- Valor galón combustible diésel (Gd)		\$1.03	USD
1.11.- Valor Neumáticos (Ne)		-	
2.- COSTOS DE PROPIEDAD			
2.1.- Depreciación (VD = VO - VR)	VD / VU (horas)	0.39	USD/hora
2.2.- Interés medio anual (IMA)	$VD*(n + 1)/2*n$	\$2250.00	USD
Intereses	$IMA*i / h.año$	0.39	USD/hora
2.3.- Seguros	$IMA*s / h.año$	0.07	USD/hora
2.4.- Total costos de propiedad		2.21	USD/hora
3.- COSTOS DE OPERACIÓN			
3.1.- Combustible diésel (Cd)	$0,04*HP*Gd$	0.41	USD/hora
3.2.- Lubricantes (CL)	$0,33*Cd$	0.14	USD/hora
3.3.- Filtros	$0,2*CL$	0.03	USD/hora

3.4.- Mantenimiento	$F_c \cdot VD/VU$ (horas)	0.3125	USD/hora
3.5.- Total costos operación (Tco)	$T_{co}=(3.1+3.2+3.3+3.4)$	0.8925	USD/hora
3.6.- Total costo de operación real	$T_{co} \cdot Prh/Rpr$	0.28	USD/hora
4.- COSTOS POR MANO DE OBRA			
4,1.- Salarios (referencial pagos cámara de construcción de Guayaquil 2018)	Operador	3.93	USD/hora
5.- COSTOS PROPIEDAD + COSTOS OPERACIÓN + MANO OBRA		6.42	USD/hora
6.- GASTOS GENERALES	10% * (5)	0.64	USD/hora
7.- COSTO TOTAL HORARIO	(5) + (6)	7.06	USD/hora

Fuente: Catuto, W.,2017.

Voladura

Tabla LII. Costo en malla de voladura de coquina

VOLADURA (Coquina 10*5*3)				
CONSUMO EXPLOSIVO	UNIDAD	CONSUMO	PRECIO (\$/Kg) o (\$/m)	COSTO (USD)
Anfo Normal	Kg	40	1.07	\$ 42.80
Explogel III 1/7	Kg	5.24	3.73	\$ 19.55
Fanel CTD	u	5	3.32	\$ 16.60
Mecha lenta	m	165	0.15	\$ 24.75
Fulminante N°8	u	21	0.22	\$ 4.62
TOTAL				\$ 108.32

Fuente: Catuto, W.,2017.

Tabla LIII. Costo de voladura en malla de lumaquelas

VOLADURA (R ornamental 10*5*1)				
CONSUMO EXPLOSIVO	UNIDAD	CONSUMO	PRECIO (\$/Kg) o (\$/m)	COSTO (USD)
Anfo Normal	Kg	20	1.07	\$ 21.40
Explogel III 1/7	Kg	7.5	3.73	\$ 27.98

Fanel CTD	u	5	3.32	\$	16.60
Mecha lenta	m	330	0.15	\$	49.50
Fulminante N°8	u	45	0.22	\$	9.90
TOTAL				\$	125.38

Fuente: Catuto, W.,2017.

Gastos de oficina

Tabla LIV. Gastos Administrativos

Descripción	Costo mensual (\$/m ³)	Costo anual (\$/m ³)
Costo por Administración	\$ 121.04	\$ 1 452.45
Costos por Movilización	\$ 60.52	\$ 726.22
Costos por Imprevistos	\$ 121.04	\$ 1 452.45
TOTAL	\$ 302.59	\$ 3 631.12

Fuente: Catuto, W.,2017.

Amortización

Tabla LV. Amortización de la maquinaria (1)

Costos de tractor			Costos de excavadora		
VA	\$97 990.00	α	VA	\$160 000.00	α
N	14.00	10.71	N	\$14.00	10.71
Tractor			Excavadora hidráulica		
Año	Valor a Amortizar	Cuota de amortización	Año	Valor a Amortizar	Cuota de amortización
1.00	\$97 990.00	\$10 498.93	1.00	\$160 000.00	\$17 142.86
2.00	\$87 491.07	\$9 374.04	2.00	\$142 857.14	\$15 306.12
3.00	\$78 117.03	\$8 369.68	3.00	\$127 551.02	\$13 666.18
4.00	\$69 747.35	\$7 472.93	4.00	\$113 884.84	\$12 201.95
5.00	\$62 274.42	\$6 672.26	5.00	\$101 682.89	\$10 894.60
6.00	\$55 602.16	\$5 957.37	6.00	\$90 788.30	\$9 727.32
7.00	\$49 644.78	\$5 319.08	7.00	\$81 060.98	\$8 685.10
8.00	\$44 325.70	\$4 749.18	8.00	\$72 375.87	\$7 754.56
9.00	\$39 576.52	\$4 240.34	9.00	\$64 621.32	\$6 923.71
10.00	\$35 336.18	\$3 786.02	10.00	\$57 697.60	\$6 181.89
11.00	\$31 550.16	\$3 380.37	11.00	\$51 515.72	\$5 519.54
12.00	\$28 169.78	\$3 018.19	12.00	\$45 996.18	\$4 928.16
13.00	\$25 151.59	\$2 694.81	13.00	\$41 068.01	\$4 400.14
14.00	\$22 456.78	\$2 406.08	14.00	\$36 667.87	\$3 928.70

Fuente: Catuto, W.,2017.

Tabla LVI. Amortización de maquinaria (2)

Costos Perforadora			Camión			
VA	\$5 000.00	α	VA	\$150 000.00	α	
N	5.00	30.00	N	14.00	10.71	
Perforadora ECM-660			Camión CHEVROLET			Total
Año	Valor a Amortizar	Cuota de amortización	Año	Valor a Amortizar	Cuota de amortización	
1.00	\$5 000.00	\$1 500.00	1.00	\$150 000.00	\$16 071.43	\$45 213.21
2.00	\$3 500.00	\$1 050.00	2.00	\$133 928.57	\$14 349.49	\$40 079.66
3.00	\$2 450.00	\$735.00	3.00	\$119 579.08	\$12 812.04	\$35 582.91
4.00	\$1 715.00	\$514.50	4.00	\$106 767.04	\$11 439.33	\$31 628.70
5.00	\$1 200.50	\$360.15	5.00	\$95 327.71	\$10 213.68	\$28 140.69
6.00	\$5 000.00	\$1 500.00	6.00	\$85 114.03	\$9 119.36	\$26 304.05
7.00	\$3 500.00	\$1 050.00	7.00	\$75 994.67	\$8 142.29	\$23 196.47
8.00	\$2 450.00	\$735.00	8.00	\$67 852.38	\$7 269.90	\$20 508.64
9.00	\$1 715.00	\$514.50	9.00	\$60 582.48	\$6 490.98	\$18 169.53
10.00	\$1 200.50	\$360.15	10.00	\$54 091.50	\$5 795.52	\$16 123.57
11.00	\$5 000.00	\$1 500.00	11.00	\$48 295.99	\$5 174.57	\$15 574.49
12.00	\$3 500.00	\$1 050.00	12.00	\$43 121.42	\$4 620.15	\$13 616.50
13.00	\$2 450.00	\$735.00	13.00	\$38 501.26	\$4 125.14	\$11 955.09
14.00	\$1 715.00	\$514.50	14.00	\$34 376.13	\$3 683.16	\$10 532.44

Fuente: Catuto, W.,2017.

Tabla LVII. Flujos de caja estimados a lo largo del proyecto

AÑO	FLUJO DE CAJA	FACTOR DE ACTUALIZACIÓN	FLUJO DE FONDO NETO	FLUJO DE FONDO NETO ACUMULADO
0	-422990	1.000	-\$ 422 990.00	-\$ 422 990.00
1	81335.46705	0.955	\$ 77 647.22	-\$ 345 342.78
2	84758.72196	0.911	\$ 77 246.06	-\$ 268 096.72
3	86738.06955	0.870	\$ 75 465.36	-\$ 192 631.35
4	84996.67186	0.831	\$ 70 596.93	-\$ 122 034.43
5	77995.11952	0.793	\$ 61 843.96	-\$ 60 190.47
6	87983.80094	0.757	\$ 66 600.66	\$ 6 410.19
7	89183.82312	0.723	\$ 64 447.77	\$ 70 857.95
8	91235.02794	0.690	\$ 62 940.38	\$ 133 798.33
9	96506.97164	0.659	\$ 63 558.32	\$ 197 356.65
10	92588.08414	0.629	\$ 58 212.30	\$ 255 568.96
11	103350.7118	0.600	\$ 62 032.48	\$ 317 601.43
12	104992.4674	0.573	\$ 60 160.27	\$ 377 761.70
13	105381.1906	0.547	\$ 57 644.87	\$ 435 406.57
14	129085.079	0.522	\$ 67 409.27	\$ 502 815.84
15	-10000	1.000	-\$ 10 000.00	\$ 492 815.84

Fuente: Catuto, W.,2017.

El análisis del flujo de fondos acumulado, se lo realizó con un precio de venta de coquina de \$12 el metro cúbico, mientras para las lumaquelas se consideró el precio de venta de \$25 el metro cúbico. Obteniendo un TIR del 19% y un VAN de \$492 815.84, concluyendo que la explotación es viable, pero para realizarla es necesario una fuerte inversión inicial

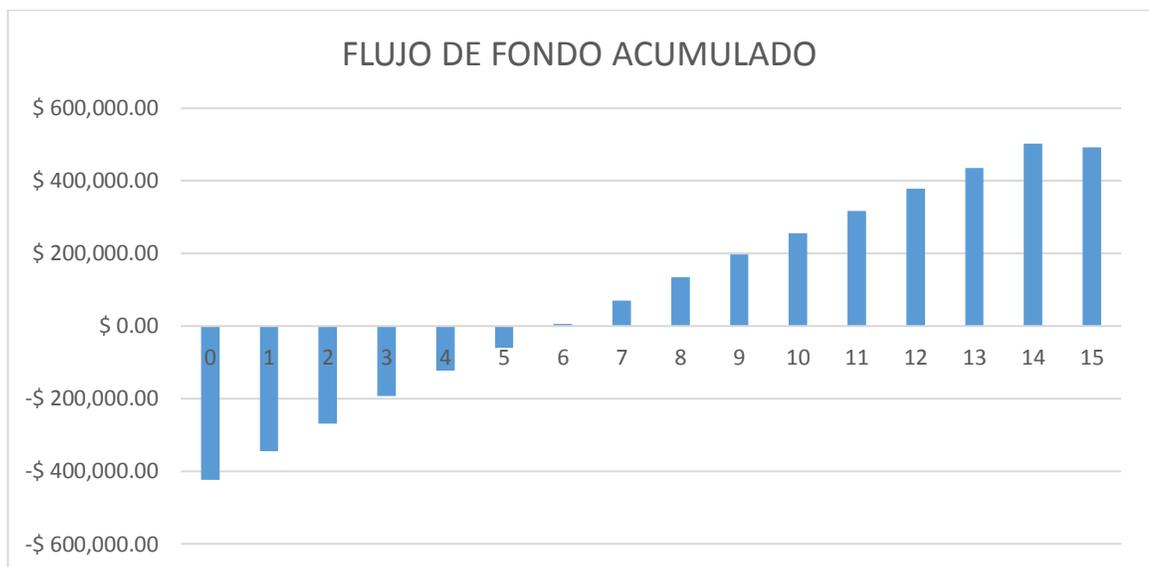


Figura. 7.1 Flujo de fondos acumulados del proyecto
Fuente: Catuto, W.,2017.

CAPÍTULO 8

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

El volumen total de reservas probadas se estima en 459859.32 m³, siendo 412914.245 m³ correspondientes a coquina y 46945.075 m³ a lumaquelas.

Los parámetros operativos óptimos para el desarrollo de la minería están compuestos por taludes de 80 grados con bancos de 3 metros de altura para la coquina, y 1 metro para lumaquelas.

La fragmentación de rocas con explosivos es el método de arranque más idóneo acorde las propiedades de los materiales presente

El parque de máquinas para el desarrollo de la explotación se compone de un buldócer, un cargador frontal, un camión y tres perforadoras manuales de tal manera que se pueda emplear la misma maquinaria para desarrollar todas las operaciones mineras.

Los indicadores económicos del proyecto arrojan valores de TIR del 19% y VAN de \$492 815.84 esperando tener flujo de caja acumulados positivos al sexto año de explotación con costos de extracción por metro cubico de material se ha estimado en \$7.25.

RECOMENDACIONES

Implementar el diseño de explotación manteniendo los parámetros operativos propuestos, para garantizar condiciones de seguridad y rentabilidad.

Estudiar las reservas inferidas para evaluar la factibilidad de su explotación.

Mejorar el acabado de las lumaquelas explotadas, para maximizar el valor agregado de los materiales.

Elaborar el plan de cierre basándose en el diseño de explotación propuesto.

Evaluar el impacto que genera la explotación minera en el parque recreativo adyacente a la concesión.

Profundizar el estudio del efecto de la voladura en lumaquelas, por su condición de roca ornamental.

BIBLIOGRAFÍA

Agencia de Regulación y Control Minero. (2017). Catastro Minero. Obtenido de ARCOM: http://geo.controlminero.gob.ec:1026/geo_visor/

Alicante, G. S. (08 de 04 de 2012). Glosario Servidor Alicante. Obtenido de <https://glosarios.servidor-alicante.com/geologia/problema-de-los-tres-puntos>

Edgar, Karina. (2016). Caracterización de unidades estratigráficas de la formación tablazo. Guayaquil: Vínculos con la Comunidad.

EXSA S.A. (2008). MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA. Lima: EXSA Ediciones.

Instituto Geológico y Minero de España. (2002). CRITERIOS DE SELECCIÓN DE EXPLOSIVOS. En D. C. D. JOSÉ MARÍA PERNIA LLERA, Manual de perforación y voladura (págs. 130-150). Madrid: ETIMSA.

Martínez, M. C. (2006). Polo de Promoción Minero y Ambiental de Santa Elena. Santa Elena: Roberto C. Villas Bóas y Arsénio González Martínez.

Noriega, M. A. (2017). APLICACIÓN DE MODELOS MATEMÁTICOS PARA LA PREDICCIÓN DE VIBRACIONES INDUCIDAS POR VOLADURAS EN UNA EXPLOTACIÓN DE CALIZAS EN PROXIMIDAD A ZONAS URBANAS. Guayaquil: Escuela Superior Politécnica del Litoral.

Témez, J. (1991). Extended and Improved Rational Method. Version of the Highways Administration of Spain. Madrid, España: Proc. XXIV Congress. Vol A., pp. 33-40.

UPC. (2002). Criterios de rotura y clasificaciones geomecánicas. En G. V. Brown.

Vaquez, W. (2008). Caracterización mineralógica y tecnológica de la formación tablazo. Minas Gerais: Capítulo 4.