



ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

**"DISEÑO DE EXPLOTACIÓN DE MATERIALES DE CONSTRUCCIÓN
PRESENTES EN LA CANTERA UBICADA EN EL KM 30 1/2 VÍA
PERIMETRAL"**

PROYECTO DE GRADO

Previa a la obtención del Título de:

INGENIERO DE MINAS

Presentado por:

DANIEL ALEJANDRO GALÁN ORBE

GUAYAQUIL-ECUADOR

2018

DEDICATORIA

A mis Padres Germán Gerardo Galán
Herrera y Miriam del Consuelo Orbe
Encalada, con su confianza y apoyo
incondicional me ayudaron a
culminar mi carrera.

Daniel Alejandro Galán Orbe

AGRADECIMIENTO

Mis agradecimientos a mis padres, familia y amigos que me han apoyado incondicionalmente, y a todos los profesores de la carrera de Ingeniería en Minas.

Daniel Alejandro Galán Orbe

TRIBUNAL DEL PROYECTO

**M.Sc. Samantha Jiménez Oyola
PRESIDENTE DEL TRIBUNAL**

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

**Dra. Silvia Loaiza Ambuludi
MIEMBRO EVALUADOR**

**Ph.D. Eduardo Recalde Chiliza
MIEMBRO EVALUADOR**

DECLARACIÓN EXPRESA

“La responsabilidad del contenido de este Trabajo de Titulación, 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)

Daniel Alejandro Galán Orbe

RESUMEN

El presente estudio tiene como objetivo diseñar el sistema de explotación de la cantera ubicada en el kilómetro 30,5 vía perimetral, analizando criterios técnicos, económicos y ambientales. Se propondrá el diseño de explotación, acorde a las características del yacimiento, garantizando el mayor beneficio económico, a la vez que se minimizan las afectaciones ambientales y sociales. La zona de estudio colinda por noroeste con el colegio Cruz del Sur y el pre politécnico de ESPOL, y por el sureste con la vía perimetral, que a su vez separa la cantera con la urbanización Ceibos Norte, esto hace que el diseño de explotación sea realizado considerando el fuerte impacto por producción de polvo, ruido y vibraciones, destacándose el impacto visual.

El presente proyecto requirió realizar consultas bibliográficas, donde se recopilaron datos geológicos y geomecánicos con el fin de obtener las propiedades físico – mecánicas de las rocas que permita realizar el diseño de explotación con ayuda de softwares mineros especializados. Analizando las condiciones de yacencia se seleccionó el método de explotación a cielo abierto por banqueo (Cantera), con altura del Banco: 3 m, Berma: 0,8 m, Ángulo de Banco: 75°, Ángulo de Borde (Liquidación): 15,1°, donde la extracción del material será mediante arranque mecánico, diseñándose además las labores de perforación y voladura en caso de encontrar intercalaciones de materiales no arrancables mediante arranque directo. Las

reservas se estimaron en 1.220.952,20 m³, valor calculado hasta la cota 88 msnm donde se ha fijado el límite final de la explotación, debido a que el área está siendo preparada para la construcción de un centro comercial, que se ha previsto sea en la citada cota.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	II
AGRADECIMIENTO	II
TRIBUNAL DEL PROYECTO	IV
DECLARACIÓN EXPRESA.....	V
RESUMEN	VI
ÍNDICE GENERAL.....	VIII
ABREVIATURAS	XIIV
SIMBOLOGÍA	XV
ÍNDICE DE FIGURAS.....	XVII
ÍNDICE DE TABLAS	XII
CAPÍTULO 1.....	201
INTRODUCCIÓN	201
1.1 Antecedentes.....	22
1.2 Descripción del problema	23
1.3 Justificación	24
1.4 Objetivos.....	24
1.4.1 Objetivo general.....	24
1.4.2 Objetivos específicos	24
1.5 Metodología	25

1.6 Alcance	27
CAPÍTULO 2.....	28
MARCO REFERENCIAL	28
2.1 Ubicación del área de estudio.....	29
2.2 Vías de acceso y comunicación.....	30
2.3 Topografía y Relieve.....	31
2.4 Clima.....	32
2.5 Geología Regional	35
2.6 Geología Local.....	35
2.7 Descripción Litológica	36
2.7.1 Aglomerados Volcánicos.....	36
2.7.2 Areniscas	37
2.7.3 Tobas	37
2.7.4 Lutitas.....	37
2.7.5 Suelos	37
2.8 Caracterización geomecánica.....	38
2.9 Evaluación de reservas.....	42
CAPÍTULO 3.....	44
DISEÑO DE EXPLOTACIÓN	44
3.1 Elección del método de explotación	45

3.2	Parámetros de diseño del método de explotación	45
3.2.1	Altura de Banco.....	45
3.2.2	Ángulo de talud de banco.....	45
3.2.3	Ancho de berma.....	46
3.2.4	Ancho de vía	47
3.2.5	Ancho de plataforma de trabajo	48
3.2.6	Profundidad de la cantera	49
3.2.7	Dirección de explotación	49
3.3	Estabilidad de Taludes.....	50
3.3.1	Estabilidad de taludes definitivos	50
3.3.2	Estabilidad de taludes de trabajo	56
3.4	Arranque de rocas mediante excavación (arranque directo)	58
3.5	Diseño de perforación y voladura (Arranque Indirecto).....	62
3.6	Parámetros para el diagrama de perforación.....	63
3.6.1	Burden o Piedra	63
3.6.2	Espaciamiento.....	64
3.6.3	Sobreperforación.....	64
3.6.4	Profundidad del barreno.....	64
3.6.5	Vías de acceso.....	65
3.7	Parámetros para el diagrama de voladura.....	66
3.7.1	Carga de fondo.....	66

3.7.2	Carga de columna	67
3.7.3	Longitud de retacado.....	67
3.7.4	Longitud de carga explosiva de fondo.....	68
3.7.5	Longitud de carga explosiva por barreno	68
3.7.6	Longitud de carga explosiva de columna	69
3.7.7	Gasto de sustancia explosiva por metro lineal de barreno.....	69
3.7.8	Gasto de sustancia explosiva por barreno cargado	70
3.7.9	Consumo específico de sustancia explosiva	70
3.7.10	Tiempo de retardo entre filas	71
3.7.11	Tiempo de retardo entre barrenos de la misma fila.....	72
3.8	Ciclo de trabajo.....	73
3.9	Numero de barrenos a perforarse.....	74
3.10	Dimensiones del bloque a volarse.....	75
3.10.1	Ancho de bloque volarse.....	75
3.10.2	Numero de filas	75
3.10.3	Longitud de bloque a volarse	76
3.11	Sistema de iniciación no eléctrico.....	76
3.12	Predicción de vibraciones de voladura	77
3.13	Drenaje.....	80
3.13.1	Caudal máximo	81
3.13.2	Tiempo concentración	82

3.13.3	Máxima precipitación diaria	82
3.13.4	Intensidad media diaria	83
3.13.5	Intensidad media	83
3.13.6	Coeficiente de escorrentía	84
3.13.7	Coeficiente de uniformidad.....	85
3.14	Diseño de la Red de Drenaje Superficial.....	86
3.15	Planificación	88
3.15.1	Corto Plazo	88
3.15.2	Mediano Plazo	89
3.15.3	Cronograma de explotación	90
CAPÍTULO 4	92
MAQUINARIA MINERA	92
4.1	Elección de maquinaria para el destape.....	93
4.1.1	Rendimiento tractor de orugas Komatsu D65-A.....	93
4.1.2	Numero de Tractores requeridas.....	96
4.2	Elección de maquinaria para el arranque y carguío.....	96
4.2.1	Rendimiento de la excavadora Volvo EC380D	97
4.2.2	Numero de excavadoras requeridas	98
4.2.3	Rendimiento de la perforadora Atas Copco	99
4.2.4	Numero de perforadoras requeridas	100
CAPÍTULO 5	101
ANÁLISIS ECONÓMICO	101

5.1	Estudio Económico del proyecto.....	102
5.1.1	Inversión Fija.....	102
5.1.2	Costos directos.....	103
5.1.3	Costos Directos.....	108
5.1.4	Costo anual de producción.....	110
5.1.5	Regalías (No metálicos).....	110
5.2	Costo Unitario.....	111
5.3	Rentabilidad del proyecto.....	111
5.4	Flujo de Caja (TIR, VAN, RMA).....	111
5.5	Análisis de Sensibilidad.....	113
	CAPÍTULO 6.....	115
	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	115
	CONCLUSIONES.....	115
	RECOMENDACIONES.....	117

ANEXOS

BIBLIOGRAFÍA

ABREVIATURAS

ESPOL	Escuela Superior Politécnica del Litoral
IGM	Instituto Geográfico Militar
INOCAR	Instituto Oceanográfico de la Armada
RMR	Rock Mass Rating
RQD	Rock Quality Designation
Az.	Azimuth
IE	Índice de Excavabilidad
PPV	Velocidad Pico de Partículas
TIR	Tasa Interna de Retorno
VAN	Valor Actual Neto
RMA	Rentabilidad Mínima Aceptable

SIMBOLOGÍA

°C	Grados centígrados
mm	Milímetros
m	Metros
m ²	Metros cuadrados
m ³	Metros cúbicos
Km	Kilómetros
Km ²	Kilómetros cuadrados
m.s.n.m.	Metros sobre el nivel del mar
mm/s	Milímetros por segundo
mm/h	Milímetros por hora
m ³ /s	Metros cúbicos por segundo
m ³ /h	Metros cúbicos por hora
Km/h	Kilómetros por hora
Kg	Kilogramos

Kg/cm^2	Kilogramos por centímetro cuadrado
Kg/m	Kilogramos por metro
KN/m^3	Kilonewton por metro cúbico
Kpa	Kilopascales
Mpa	Megapascales
min	Minutos
\$	Dólares

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Metodología para el diseño de explotación	26
Figura 2.1 Mapa de ubicación de la zona	29
Figura 2.2 Principal vía de acceso a la zona de estudio	31
Figura 2.3 Relieve de la zona de estudio modelado en Datamine Studio 3 .	32
Figura 2.4 Histograma de precipitación de los últimos 5 años en la ciudad de Guayaquil.....	34
Figura 2.5 Mapa Geológico del margen costero ecuatoriano (1:50.000)	36
Figura 2.6 Parámetros para obtener el índice RMR de Bienawski.....	41
Figura 3.1 Ancho de la vía (2 Carriles).....	47
Figura 3.2 Ubicación de taludes a analizados.....	51
Figura 3.3. Puntos de la sección transversal del talud 1	52
Figura 3.4 Puntos de la sección transversal del talud 2	52
Figura 3.5 Vista en perfil de la pendiente rocosa del talud 1 ingresada en el software GEO5	53
Figura 3.6 Vista en perfil de la pendiente rocosa del talud 2 ingresada en el software GEO5	53
Figura 3.7 Vista en 3D de la pendiente rocosa del talud 1	54
Figura 3.8 Vista en 3D de la pendiente rocosa del talud 2.....	54
Figura 3.9 Resultado del análisis de talud 1	55
Figura 3.10 Resultado del análisis de talud 2	55

Figura 3.11 Puntos de la sección transversal del talud de Aglomerado	56
Figura 3.12 Puntos de la sección transversal del talud de Lutita.	56
Figura 3.13 Vista en perfil de la pendiente rocosa del talud de Aglomerado ingresada en el software GEO5	57
Figura 3.14 Vista en perfil de la pendiente rocosa del talud de Lutita ingresada en el software GEO5.	57
Figura 3.15 Resultado del análisis de talud de Aglomerado	58
Figura 3.16 Resultado del análisis de talud de Lutita.....	58
Figura 3.17 Sistema de ponderación de acuerdo a las características de macizo rocoso.....	60
Figura 3.18 Valoración de la excavabilidad de los macizos rocosos en función de los valores del índice de excavabilidad, propuesto por Scoble y Muftuoglu.	61
Figura 3.19 Estimación del umbral de escorrentía	85
Figura 3.20 Dimensionamiento de las cunetas de drenaje	87
Figura 5.1 Flujo de fondos acumulados.	112
Figura 5.2 Análisis de sensibilidad con respecto a la TIR	113
Figura 5.3 Análisis de sensibilidad con respecto al VAN	114

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla I Coordenadas de la cantera	30
Tabla II Precipitaciones de los últimos 5 años en la ciudad de Guayaquil ...	34
Tabla III Calidad del macizo rocoso con relación al Índice RMR	42
Tabla IV Resultados de cálculo de reservas	43
Tabla V Resultados de la valoración del índice de excavabilidad	62
Tabla VI Valores de K en función del tipo de roca.....	63
Tabla VII Parámetros geométricos de la malla de perforación	66
Tabla VIII Elección de tr en Función de la Maquinaria a usarse en el Carguío del Material Volado.	72
Tabla IX Elección de t en Función del tipo de roca.....	73
Tabla X Tiempo de retardo de fulminantes.....	77
Tabla XI Valores predichos de niveles de vibraciones	78
Tabla XII Comparación de los límites permisibles de vibración.....	80
Tabla XIII Duración de extracción de material a corto plazo	89
Tabla XIV Duración de extracción de material a mediano plazo	90
Tabla XV Cronograma de explotación por años	91
Tabla XVI Eficiencia operativa global Fuente: Manual de cálculos de rendimientos de maquinarias pesadas	94
Tabla XVII Tiempo fijo de maniobra	95
Tabla XVIII Factor de llenado del cucharón.....	98

Tabla XIX Valores medios de tiempos de ciclo de según la maquinaria y a capacidad del cazo	98
Tabla XX Inversiones por Construcción de campamento.....	102
Tabla XXI Inversiones por Adquisición de Equipo y Maquinaria.....	103
Tabla XXII Equipo de seguridad minera para 6 trabajadores	103
Tabla XXIII Costos de operación de maquinaria	104
Tabla XXIV. Costos de explosivos.....	105
Tabla XXV. Costo de perforación	105
Tabla XXVI Costo de perforación y voladura.....	105
Tabla XXVII Costo de mano de obra	106
Tabla XXVIII Coeficiente según vida útil.....	106
Tabla XXIX Amortización de Tractor Komatsu D65A-6	107
Tabla XXX Amortización de Excavadora Volvo EC380D	107
Tabla XXXI. Excavadora Volvo EC380D	107
Tabla XXXII Cuotas de amortizaciones anuales.....	108
Tabla XXXIII Costos indirectos	109
Tabla XXXIV Parámetros para el pago de patentes de acuerdo al Art. 34 de la ley de minería.....	109
Tabla XXXV Costo anual de producción	110
Tabla XXXVI Costo unitario.....	111

CAPÍTULO 1

INTRODUCCIÓN

1.1 Antecedentes

Guayaquil es una de las principales ciudades del Ecuador, por lo que demanda una elevada cantidad de materiales de construcción y relleno, es así, que desde hace más de tres décadas se empezaron a explotar las primeras canteras en su área periférica, específicamente en el Sector Noroeste (vía a la costa), donde se encuentra uno de los yacimientos más importantes de calizas, el cual forma parte de la cordillera Chongón-Colonche, esta posee una estratigrafía muy variada, explotándose además de las calizas, otros materiales para la construcción como son: arcillas, arenas, gravas, grauwaga, el análisis de reservas se basa principalmente en una prolongación al Sureste de esta Cordillera. (Luzarraga F. L., 2011)

En la actualidad cerca de 35 canteras a cielo abierto operan legalmente en el lado Este de la cordillera, ejemplo de esto es: Cantera San Luis, Cantera Apolo, Canver, Cantera Huayco, Cementos Holcim, etc.

A finales de los años 90, expertos cubanos propusieron a los directivos de la Escuela Superior Politécnica del Litoral (ESPOL) un proyecto de investigación sobre las aplicaciones de las zeolitas naturales de la Formación Cayo "Sustratos Ecológicos a Base de Zeolitas Naturales", en el que se investigaron principalmente aplicaciones agrícolas (tecas, tomates y pimientos) y pecuarias (cama y alimentación de pollos) con

resultados muy satisfactorios, que dieron la pauta para futuras investigaciones en este campo. (Morante, 2004).

En el 2002, se aprobó la realización del proyecto de investigación titulado "Proyecto Geominero de las Zeolitas Naturales en el Campus Politécnico Gustavo Galindo", bajo la dirección de PhD. Fernando Enrique Morante Carballo. Este proyecto fue diseñado con miras a estimar el potencial zeolítico de la zona y reconocer los lugares más propicios para la exploración. (Morante, 2004)

1.2 Descripción del problema

El problema que fundamenta esta investigación parte de la necesidad de realizar el diseño de explotación, acorde a las características del yacimiento, garantizando el mayor beneficio económico, a la vez que se minimizan los impactos ambientales y sociales, producto de la ubicación de la cantera. La explotación de esta supone un fuerte impacto por producción de polvo, ruido y vibraciones que afecten notoriamente las condiciones del entorno.

La explotación de estos materiales se ha venido realizando con métodos antitécnicos, lo que ha originado un deterioro orográfico en el área de estudio, ocasionando acumulación de aguas lluvias con una mayor incidencia los meses de enero a mayo, dificultando las operaciones mineras. Conjuntamente, se identificó como un objeto de

estudio, un talud que carece de parámetros técnicos que garanticen la estabilidad física de las instalaciones situadas sobre él.

1.3 Justificación

Este proyecto tiene una gran importancia ya que el diseño de explotación permitirá a la empresa minimizar costes de operación, enfrentar y controlar los posibles problemas ocasionados por la extracción de materiales de construcción, obtener una producción adecuada y mitigar los posibles impactos sociales y ambientales producto de la ejecución del proyecto, planificando técnicamente el arranque y la carga, teniendo en cuenta que el diseño óptimo de explotación este acorde a las particularidades del yacimiento.

1.4 Objetivos

1.4.1 Objetivo general

Diseñar el sistema de explotación de la cantera ubicada en el Km 30 1/2 vía perimetral analizando criterios técnicos, económicos y ambientales para garantizar condiciones de seguridad y rentabilidad de la operación.

1.4.2 Objetivos específicos

- Estimar las reservas explotables con que cuenta la cantera.
- Definir los parámetros geométricos de las labores acorde a criterios geo mecánicos y operativos.

- Realizar los cálculos de arranque y carga de material, para determinar el rendimiento de equipos operativos.
- Ejecutar un análisis económico de acuerdo a los costos de producción para determinar la rentabilidad del proyecto.

1.5 Metodología

FASE 1:

En esta fase se recopila información base tanto de campo como bibliográfica necesaria para el desarrollo de la presente investigación, el trabajo de campo servirá para obtener la topografía de la zona y luego se define la geología local mediante fuentes secundarias relacionadas con el área de estudio.

FASE 2:

La información topográfica será procesada en softwares mineros especializados que permitan generar una correcta estimación de reservas basándose en criterios geológicos y utilizando el método de perfiles. Se analizarán los criterios geométricos, geomecánicos y operativos para determinar los parámetros de explotación.

FASE 3:

Analizando los parámetros de explotación se realizará la planificación de las labores mineras, el estudio de estabilidad de taludes y

posteriormente se obtendrá el diseño del pit final. Se elaborará un análisis económico para evaluar la rentabilidad del proyecto.

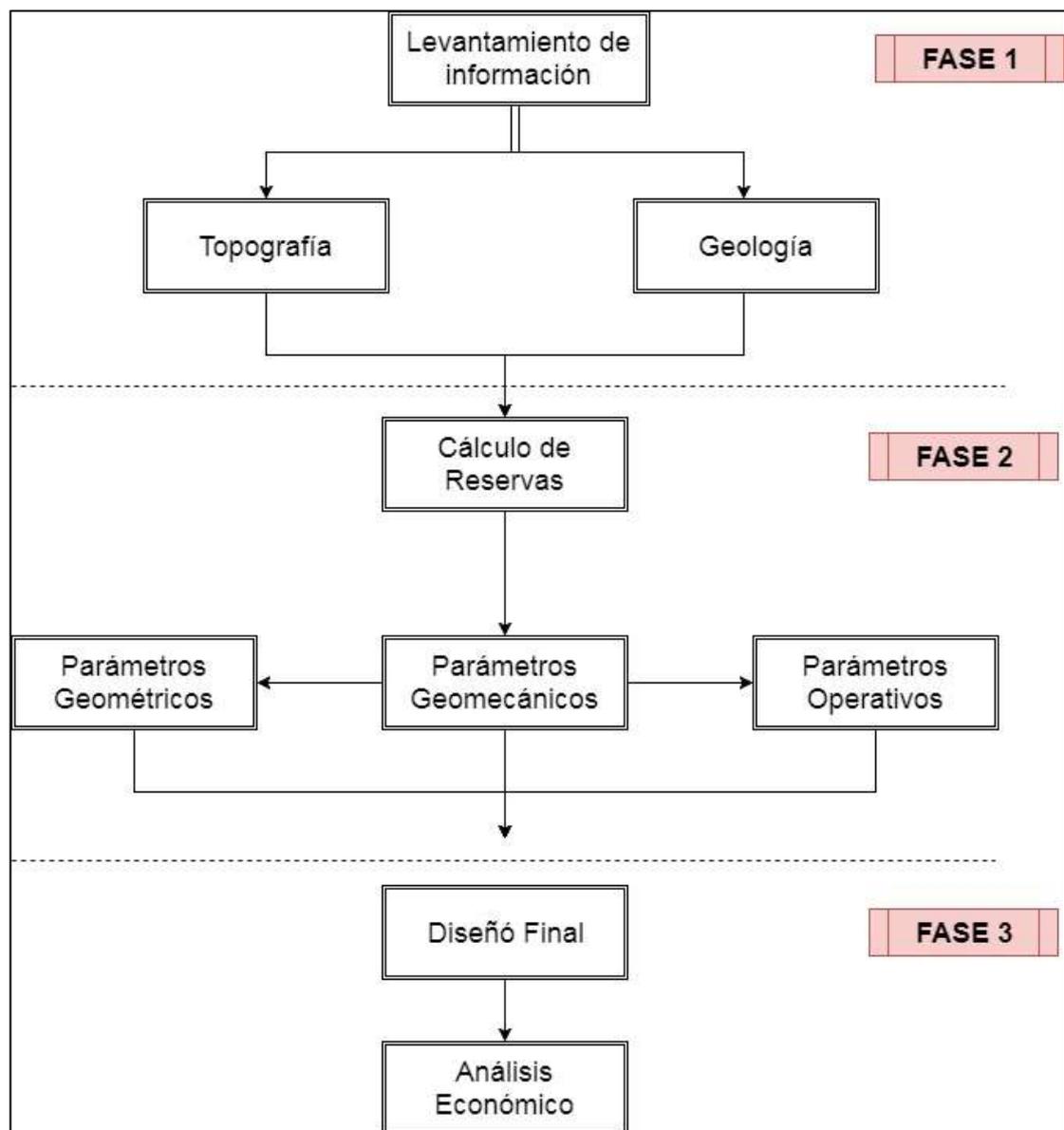


Figura 1.1 Metodología para el diseño de explotación

Fuente: Galán. D, 2017

1.6 Alcance

El alcance de este proyecto se limita a la planificación de las operaciones mineras, que permitan extraer los recursos de una forma óptima, basándose en el análisis de criterios técnicos, económicos y ambientales.

CAPÍTULO 2

MARCO REFERENCIAL

2.1 Ubicación del área de estudio

La cantera se encuentra ubicada en la ciudad de Guayaquil en el Km 30,5 vía Perimetral, diagonal Campus "Gustavo Galindo" de la Escuela Superior Politécnica del Litoral, atrás del colegio Cruz del Sur y frente a la ciudadela Ceibos Norte.

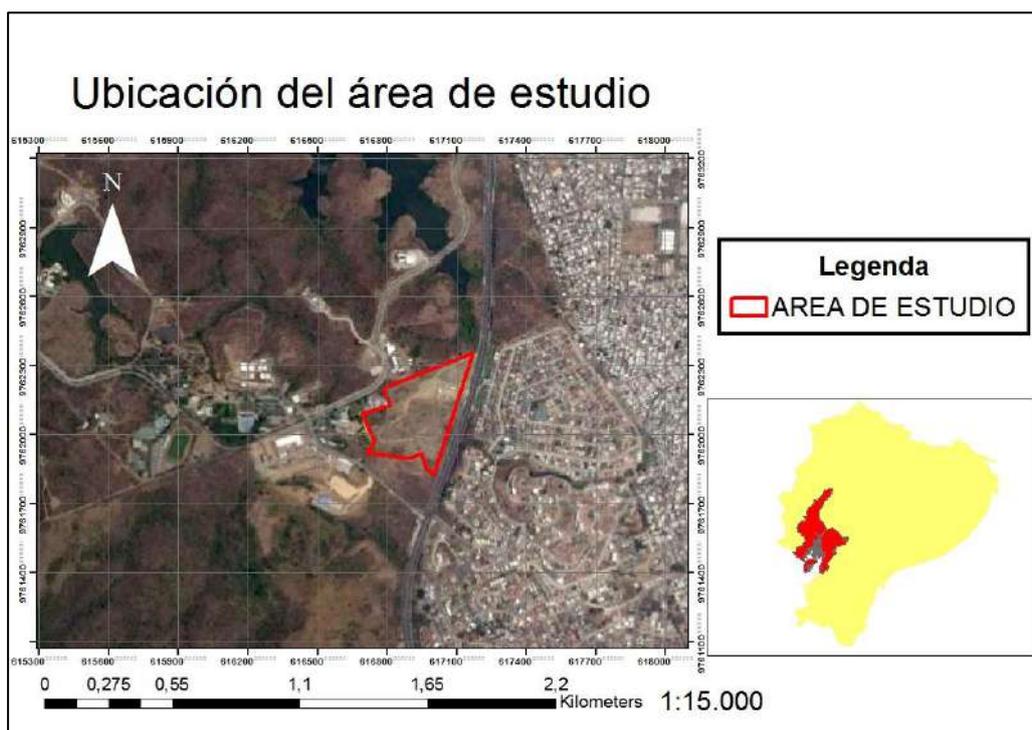


Figura 2.1 Mapa de ubicación de la zona
Fuente: Galán. D, 2017

Según el mapa del IGM, el área de estudio se encuentra en la hoja topográfica Pascuales, escala 1:50000 configurando un polígono cuyas coordenadas geográficas son:

Tabla 1 Coordenadas de la cantera

Punto	Coordenadas X	Coordenadas Y
P1	617167	9762354
P2	616781	9762203
P3	616809	9762130
P4	616692	9762092
P5	616743	9761970
P6	616712	9761924
P7	616890	9761896
P8	616946	9761920
P9	616969	9761844
P10	617002	9761833

Fuente: Galán. D, 2017

2.2 Vías de acceso y comunicación

Al área de estudio se accede por la vía perimetral a la altura del kilómetro 30.5, en sentido Norte- Sur, tomando como referencia el puente peatonal ubicado al frente de la urbanización Ceibos norte.

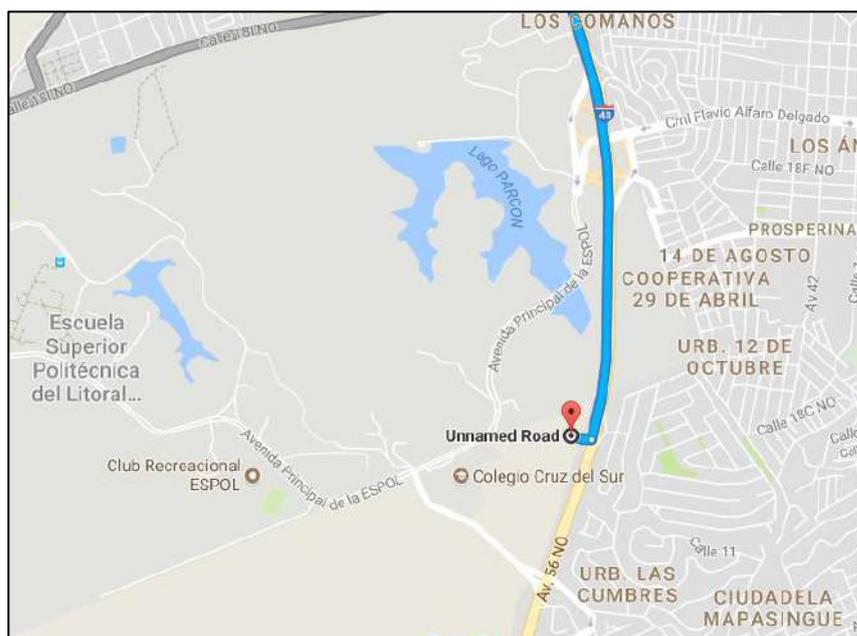


Figura 2.2 Principal vía de acceso a la zona de estudio
Fuente: Google maps, 2017

2.3 Topografía y Relieve

Debido a la cercanía de la zona de estudio se toma como referencia la geomorfología del Parque Tecnológico del Campus – ESPOL, donde existen colinas con alturas que varían desde los 40 hasta los 90 m.s.n.m., aunque en la Cordillera Chongón- Colonche las elevaciones sobrepasan los 500 m.s.n.m. El relieve es suave, con vertientes de baja pendiente apreciando un buen desarrollo de terrenos aluviales muy planos. (Morante, 2004)

El área que abarca la explotación es de 13 hectáreas aproximadamente.

El área que abarca la explotación es de 13 hectáreas aproximadamente, la altura mínima a la que se encuentra el yacimiento corresponde a la cota 88 m, mientras que la altura máxima tiene una cota de 120 m sobre el nivel del mar y es en esta cota donde se iniciara la explotación.

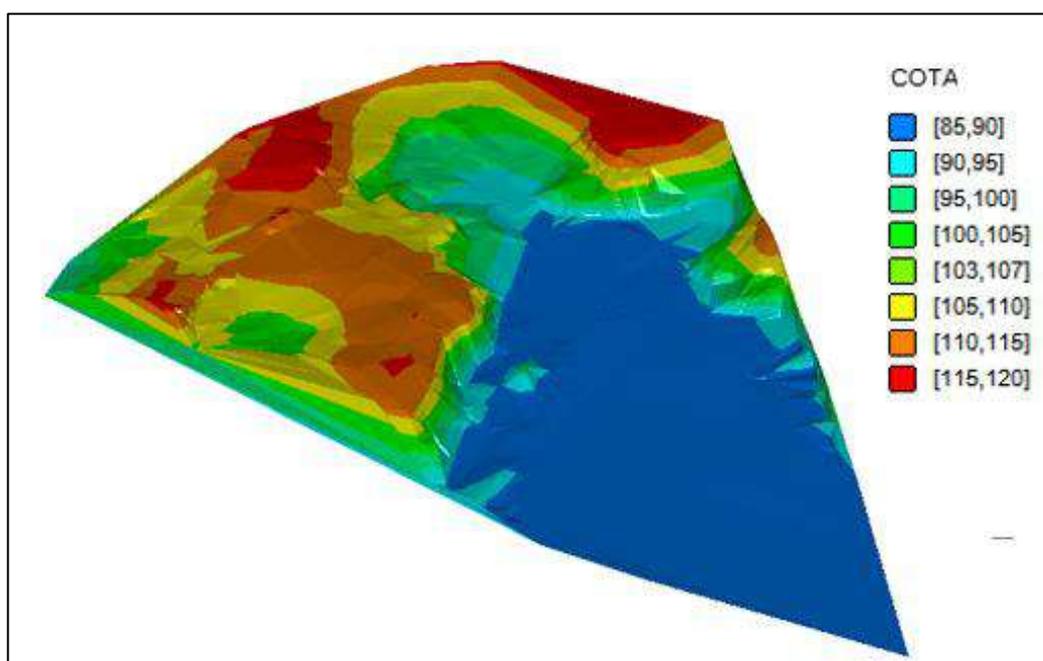


Figura 2.3 Relieve de la zona de estudio modelado en Datamine Studio 3
Fuente: Galán. D, 2017

2.4 Clima

En este apartado se analizaron las precipitaciones en la ciudad de Guayaquil debido a que la presencia de agua por lluvias en la cantera dificulta las labores de minería y a su vez se consideraron la velocidad y dirección predominantes del viento para mitigar el impacto que produce la producción de polvo.

El comportamiento climatológico del sector se divide en dos estaciones climáticas: El periodo lluvioso que comprende los meses de enero hasta mayo en donde se identifica la mayor cantidad de precipitaciones y el periodo seco que va desde junio hasta diciembre donde las precipitaciones son escasas.

Según los datos obtenidos de la estación meteorológica Guayaquil INOCAR código M405 de los últimos 5 años (ver tabla. II), se evidencia que los niveles más altos de precipitación se encuentran entre los meses de enero a mayo, donde los promedios anuales analizados fueron de 201,73 mm de precipitación, 26,23 °C y 79% de humedad.

Los vientos en Guayaquil son de baja intensidad, la velocidad varía entre 6.60 – 13.40 Km/h (1.67 a 3.61 m/s). El viento sopla especialmente desde el Sur-Oeste hacia el Nor-Este y tiene una velocidad promedio de 3.30 Km. / h. (Luzarraga L. F., 2011).

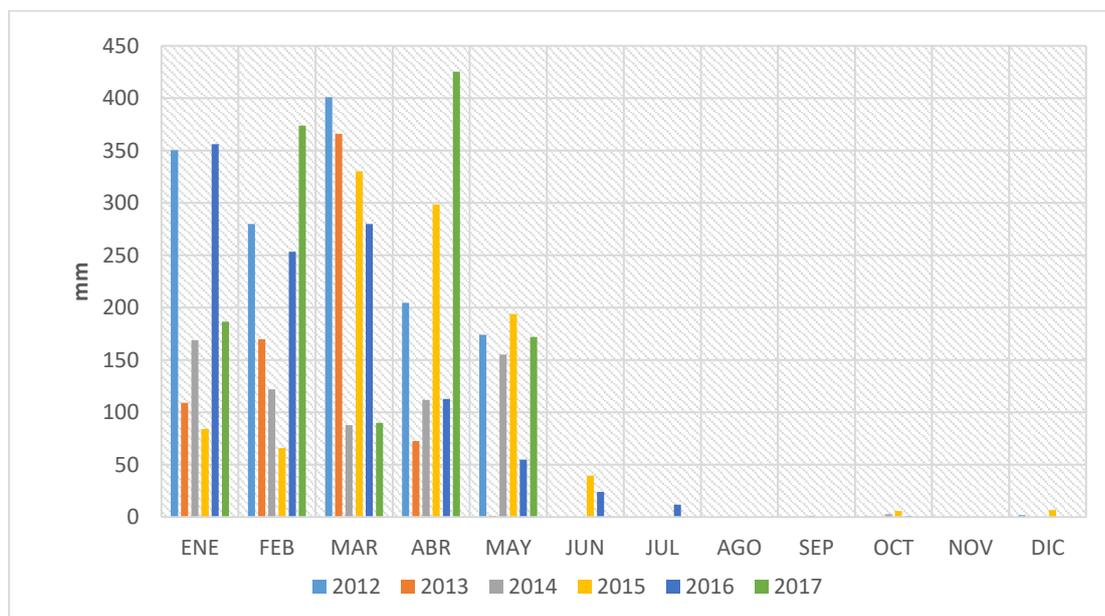


Figura 2.4 Histograma de precipitación de los últimos 5 años en la ciudad de Guayaquil.

Fuente: Galán. D, 2017

Tabla 2 Precipitaciones de los últimos 5 años en la ciudad de Guayaquil

	2012	2013	2014	2015	2016	2017
ENE	350,2	109,3	168,8	84,3	356,1	186,6
FEB	280	169,8	122,1	66	253,4	373,9
MAR	400,8	365,8	87,8	330,3	279,9	90,0
ABR	204,6	72,6	111,8	298,6	112,8	425,2
MAY	174	1,3	155,2	193,9	54,9	172
JUN	0	0	0	39,8	24,2	0,7
JUL	0	0	0	0	11,8	0
AGO	0	0	0	0	0	0
SEP	0	0	1,2	0	0	0
OCT	0,6	0	2,8	5,9	0,9	0
NOV	0	0	0	0	0	0
DIC	1,9	0	0	6,8	0	0

Fuente: Galán. D, 2017

2.5 Geología Regional

La zona de estudio, se ubica en la Cordillera de Chongón – Colonche. La roca más antigua que aflora en esta región son las de la Formación Piñón que constituye el basamento de rocas ígneas básicas y la Formación Cayo formada por la sedimentación marina que ocurrió desde el Cretáceo Superior hasta el fin del Cretáceo. (Medina, 1982).

Estructuralmente la Cordillera de Chongón – Colonche tiene un movimiento monoclinal, que produce una fuerte presión del noreste generando deslizamientos de los sedimentos, fallamiento y plegamiento de la Cuenca Progreso. (Medina, 1982).

2.6 Geología Local

El área de estudio se ubica principalmente en la formación Cayo, donde sedimentos marinos y volcanoclásticos depositados en secuencia, forman franjas de orientación Noreste –Sureste. Las principales litologías que se observan son: Aglomerados volcánicos, areniscas de grano fino, lutitas, brechas volcánicas, lutitas muy silicificadas constituyendo chert y tobas. Además de tiene depósitos de suelos coluviales muy heterogéneos y aluviales arcillosos. (Morante, 2004).

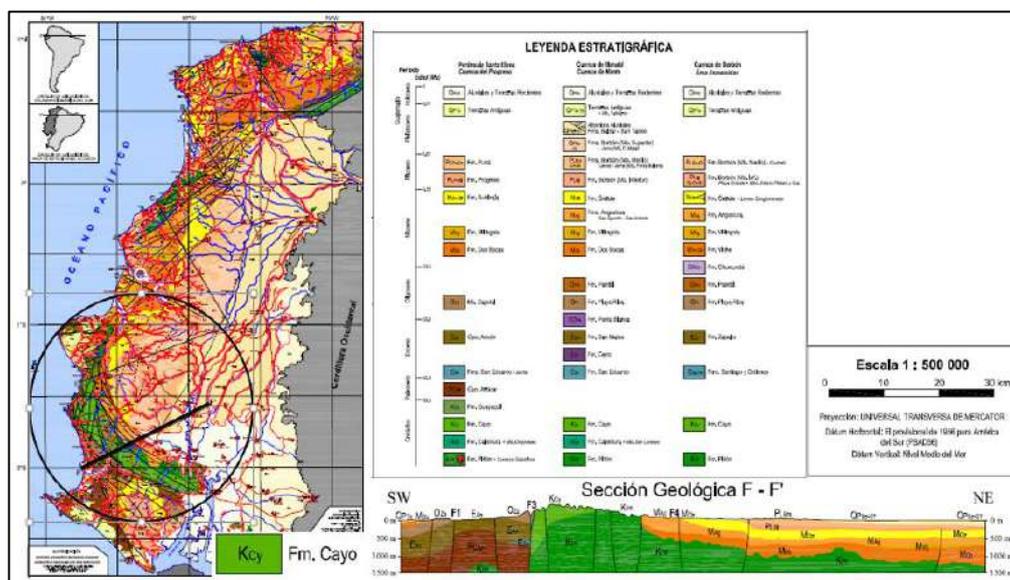


Figura 2.5 Mapa Geológico del margen costero ecuatoriano (1:50.000)
Fuente: INIGEMM, 2007

2.7 Descripción Litológica

La zona de estudio está constituido por aglomerados volcánicos, Lutitas, Tobas, Arenisca y suelos.

2.7.1 Aglomerados Volcánicos

Se presentan alternándose concordantemente con lutitas, areniscas y tobas de gran potencia. Presentan coloraciones que varían de amarillo a marrón y verde claro. Los clastos presentes son fragmentos de lutitas, areniscas, tobas y vidrio volcánico; en rellenos de las fracturas se encuentran minerales de cuarzo, glauconita, feldspatos y calcita. (Morante, 2004).

2.7.2 Areniscas

Se presentan como gradaciones en los contactos de aglomerados y lutitas en menor proporción, la textura varía de grano fino a medio, la coloración es verde oscura o amarilla. (Morante, 2004)

2.7.3 Tobas

Se evidencia varios tipos de tobas, según su granulometría y composición, las coloraciones varían desde verde agua hasta verde medio, marrón claro, rojizo y gris. Al poseer alto contenido de vidrio volcánico estas rocas son las más propicias a presentar manifestaciones de zeolitas. (Morante, 2004).

2.7.4 Lutitas

Las lutitas son tobáceas, se presentan en estratos potentes o en láminas intercaladas entre los aglomerados. Su textura varía de grano muy fino a medio y su color va de crema marrón a verde. Este tipo de rocas es propicio para la exploración de indicios de zeolitización. (Morante, 2004).

2.7.5 Suelos

Presentan suelos coluviales al pie de las pendientes más pronunciadas, producto de la erosión de rocas meteorizadas, constituyendo materiales heterogéneos y se encuentran

acumulados irregularmente. Los suelos aluviales ocupan grandes extensiones presentando granulometría desde grava y arenas hasta limos y arcillas. (Morante, 2004).

2.8 Caracterización geomecánica

Para el diseño de explotación se consideran las características geomecánicas del macizo rocoso, ya que estas definen su capacidad de respuesta ante la minería y los parámetros de operación, asegurando el óptimo desarrollo del sistema de arranque y carga.

Para analizar la geomecánica del macizo rocoso se usará la clasificación de (Bieniawski, 1989), el cual indica la calidad de la roca mediante un índice llamado RMR a partir de los siguientes parámetros:

- I. Resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa.
- II. R.Q.D. Grado de fracturación del macizo rocoso.
- III. Espaciado de las discontinuidades.
- IV. Condiciones de las discontinuidades, el cual consiste en considerar los siguientes parámetros:
 - - Abertura de las caras de la discontinuidad.
 - - Continuidad o persistencia de la discontinuidad.
 - - Rugosidad.
 - - Alteración de la discontinuidad.
 - - Relleno de las discontinuidades.
- V. Presencia del Agua, en un macizo rocoso,

VI. Orientación de las discontinuidades.

Para el análisis de la resistencia a la compresión simple se tomaron como referencia los resultados de investigaciones realizadas en el afloramiento de la formación Cayo. El valor promedio de la resistencia a la compresión simple de la Lutita y Aglomerados que son las rocas que predominan la cantera son de 50.50 Mpa y 37.01 Mpa respectivamente. (Nazareno, 2002).

(Deere, 1964), propuso un índice cuantitativo de la calidad de la roca representada en porcentaje denominado RQD, por lo que se sumó todos los estratos mayores a 10 cm y se lo dividió para la longitud total la cual fue de 1 m.

$$R.Q.D (\%) = \frac{\sum \text{Longitud de estratos mayores de 10 cm}}{\text{Longitud total del barreno}} * 100 \quad (\text{Ec 2.1})$$

$$R.Q.D (\%) = \frac{15.6 + 12.2 + 13.8}{100 \text{ cm}} * 100 = 41.6\%$$

De acuerdo con los datos obtenidos en campo la orientación de los estratos del macizo rocoso tiene un rumbo N 275° Az., con un buzamiento promedio de 4° N. Predominan 3 familias de diaclasas con las siguientes orientaciones:

- F1: N 264 / 4° SE
- F2: N 266 / 76° SE
- F3: N 324 / 84° SE

La continuidad de los estratos es muy alta, mayor a 20 m y ligeramente rugosas con una separación entre juntas moderadamente ancha, que va de 0.06 a 0.2 m presentando una abertura menor a 0.1 mm catalogada como muy cerrada. El material que separa las paredes de una discontinuidad es más débil que la matriz rocosa, presentando relleno blando menor a 5 mm en ciertas zonas y en otras no presenta. Se observa un macizo rocoso moderadamente alterado y la presencia de agua se evidencia en la época invernal mediante la escorrentía superficial, por el momento no presenta flujo de agua visible en las discontinuidades y la dirección de los estratos favorece la estabilidad de los taludes.

Una vez analizados todos los parámetros, se obtuvo como resultado que la calidad del macizo rocoso según el índice RMR tiene una valoración de 68 catalogada como roca media. (Figura 2.6).

Coordenadas (X,Y):		X	Y
		616983	9762109
Pámetros de clasificación	Clasificación	Puntuación	
1 Resistencia de la matriz rocosa (Mpa)			
Ensayo de carga puntual	No aplica	0	
Compresión simple	50-25	4	
2 Índice RQD de la roca			
RQD (%)	25-50	6	
3 Separación entre diaclasas			
Separación entre diaclasas (m)	0,06-0,2	8	
4 Estado de las discontinuidades			
Longitud de la discontinuidad (m)	10-20	1	
Abertura (mm)	< 0,1	5	
Rugosidad	Ligeramente rugosa	3	
Relleno	Relleno blando, > 5 mm	0	
Alteraciones	Moderada Alteradamente	3	
5 Agua freática			
Caudal por 10 m de tunel	Nulo	15	
Presión agua/Tensión principal mayor	0	15	
Estado general	Seco	15	
Corrección por discontinuidades	Clasificación	Puntuación	
Túneles	No aplica	0	
Cimentaciones	Favorable	-2	
Taludes	Favorable	-5	
Puntuación		68	

Figura 2.6 Parámetros para obtener el índice RMR de Bienawski.

Fuente: Galán. D, 2017

En función de la clase obtenida, se puede establecer una estimación de las características geotécnicas como cohesión y ángulo de rozamiento, seleccionando valores promedio de cohesión de 4 Kg/cm^2 y ángulo de rozamiento de 40° .

Tabla 3 Calidad del macizo rocoso con relación al Índice RMR

CLASE	CALIDAD	VALORACIÓN RMR	COHESIÓN	ÁNGULO DE ROZAMIENTO
I	Muy buena	100-81	$>4 \text{ Kg/cm}^2$	$>45^\circ$
II	Buena	80-61	$3-4 \text{ Kg/cm}^2$	$35^\circ-45^\circ$
III	Media	60-41	$2-3 \text{ Kg/cm}^2$	$25^\circ-35^\circ$
IV	Mala	40-21	$1-2 \text{ Kg/cm}^2$	$15^\circ-25^\circ$
V	Muy mala	< 20	$< 4 \text{ Kg/cm}^2$	$<15^\circ$

Fuente: Bongiorno. F, 2013

2.9 Evaluación de reservas

La estimación de reservas se realizó mediante métodos geométricos, para ello se utilizó el software Civil Cad 2015, donde se definieron 6 perfiles en sentido SE-NO espaciados equidistantemente 50 m. a excepción del perfil LM - 48 que debido a la topografía se estableció una distancia de 40 m. El volumen de material se estimó multiplicando el área promedio entre dos perfiles consecutivos por la distancia de separación entre perfiles como se muestra en el ANEXO A.

$$V = \frac{A_i + A_{(i+1)}}{2} * D \quad (\text{Ec 2.2})$$

Dónde:

V = Volumen entre secciones

A_i = Área de la sección i

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

D = Distancia entre secciones

Los perfiles geológicos se realizaron con el rumbo y buzamiento de los estratos, lo que permitió determinar los volúmenes de los materiales que están presentes en el yacimiento, obteniendo como resultado:

Tabla 4 Resultados de cálculo de reservas

Tipo de material	Volumen (m^3)
Lutita	459.133,25
Aglomerado	671.058
Arenisca	73.336,50
Tobas	17.424,45
Total	1.220.952,20

Fuente: Galán. D, 2017

CAPÍTULO 3

DISEÑO DE EXPLOTACIÓN

3.1 Elección del método de explotación

Analizando los parámetros geométricos y geomecánicos los cuales inciden en la selección del método de explotación, se evidencio que el yacimiento tiene una forma estratificada con un buzamiento de 4° , la profundidad máxima llega hasta la cota 88 m.s.n.m., con una longitud de 625 m y 364 m de ancho. La potencia del depósito es de 26 m aproximadamente, debido a las condiciones del yacimiento el método por el cual se explotara será a cielo abierto con bancos múltiples (Cantera).

3.2 Parámetros de diseño del método de explotación

Seleccionado el método de explotación se realizan los cálculos de los parámetros operativos.

3.2.1 Altura de Banco

La altura de banco se define de acuerdo a las características de la matriz rocosa y las dimensiones de los equipos de carga y perforación, para estas labores se estableció una altura de 3 m, a su vez la altura reducida de banco garantiza menores niveles de vibración y ruido al utilizar poca cantidad de cargas operantes.

3.2.2 Ángulo de talud de banco

Se lo cálculo de acuerdo al coeficiente de protodyakonov el cual depende de la resistencia a la compresión simple de la roca.

$$\phi = \tan^{-1}(f) \quad (\text{Ec. 3.0})$$

Donde:

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

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

$$\phi = 75^\circ$$

Donde:

$RSC (MPa)$ = Resistencia a la compresión simple de conglomerado (37.7 Mpa)

3.2.3 Ancho de berma

Se calcula en función de la altura de banco, mediante la expresión:

$$W = h * \tan(\alpha - \phi) \quad (\text{Ec. 3.1})$$

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

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

Donde:

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

3.2.4 Ancho de vía

Se calcula en función del número de carriles, con la siguiente expresión:

$$A = AC * (0.5 + 1.5n) \quad (\text{Ec. 3.3})$$

$$A = 2.5 * (0.5 + (1.5 * 2))$$

$$A = 8.75 \text{ m}$$

Donde:

A= Ancho de la vía.

AC= Ancho del vehículo.

n= Número de carriles.

EC= Distancia de seguridad

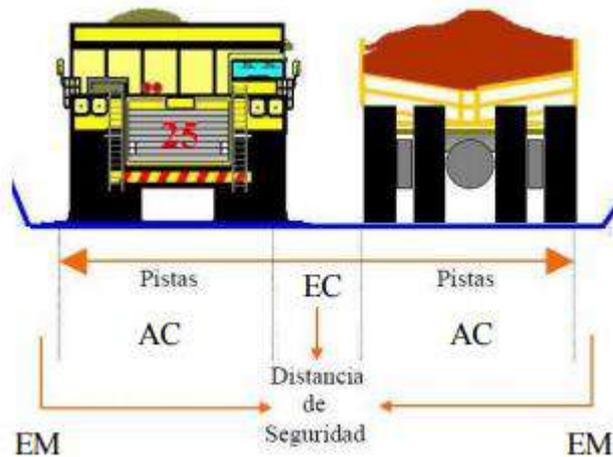


Figura 0.1 Ancho de la vía (2 Carriles)

Fuente: Cuenca, 2015

3.2.5 Ancho de plataforma de trabajo

Se calcula mediante la siguiente expresión:

$$T = C + A + D \quad (\text{Ec. 3.4})$$

$$T = (1.5 * 7.6) + 8.75 + 1$$

$$T \cong 21.15 \text{ m}$$

Donde:

T= Ancho de la plataforma de trabajo

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

A= Ancho de la vía.

D= Derrames

$$D = h * \tan(\alpha - \phi) = 0.8 \text{ m}$$

D = Berma de seguridad, m.

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

3.2.6 Profundidad de la cantera

La profundidad máxima (h_c) adoptada para la cantera corresponderá a la diferencia de nivel entre la cota de máxima (cota 114 msnm.) y la más baja (cota 88 msnm.), donde se ubicarán las instalaciones de sobre mina.

Se ha definido la cota 88 msnm. como la profundidad máxima de la explotación, puesto que se ha planificado a futuro la construcción de un centro comercial, por lo que se requiere nivelar el área.

$$h_c = \text{Cota de superficie} - \text{Cota de reservas probadas} \quad (\text{Ec. 3.5})$$

$$h_c = 114 \text{ m} - 88 \text{ m}$$

$$h_c = 26 \text{ m.}$$

3.2.7 Dirección de explotación

La explotación se la realizará en sentido SE- NO en dirección al colegio Cruz del Sur, estableciendo un banqueo descendente, ya que se requiere minimizar el impacto visual que genera la explotación del yacimiento, en los límites de la propiedad quedaran bermas de seguridad de 1 m de ancho, altura de 3 m y con un ángulo de 75°.

3.3 Estabilidad de Taludes

3.3.1 Estabilidad de taludes definitivos

El análisis de estabilidad de taludes parte de la necesidad de verificar que el talud global que resultará de la explotación sea estable, por lo que, en estas condiciones, se ha estimado que la altura de este será de 26 m, con un ángulo de 40°.

El talud 1 está ubicado en los límites NO de la cantera donde se encuentra el Colegio Cruz del Sur y el Pre Politécnico y el talud 2 se ubica en la parte SO de la cantera como se muestra en la Ilustración 10, por lo que deben ser lo más estables posible para evitar colapsos que puedan afectar las edificaciones cercanas. Para el análisis de estabilidad de taludes se ha utilizado el software GEO.5 Demo 2018.

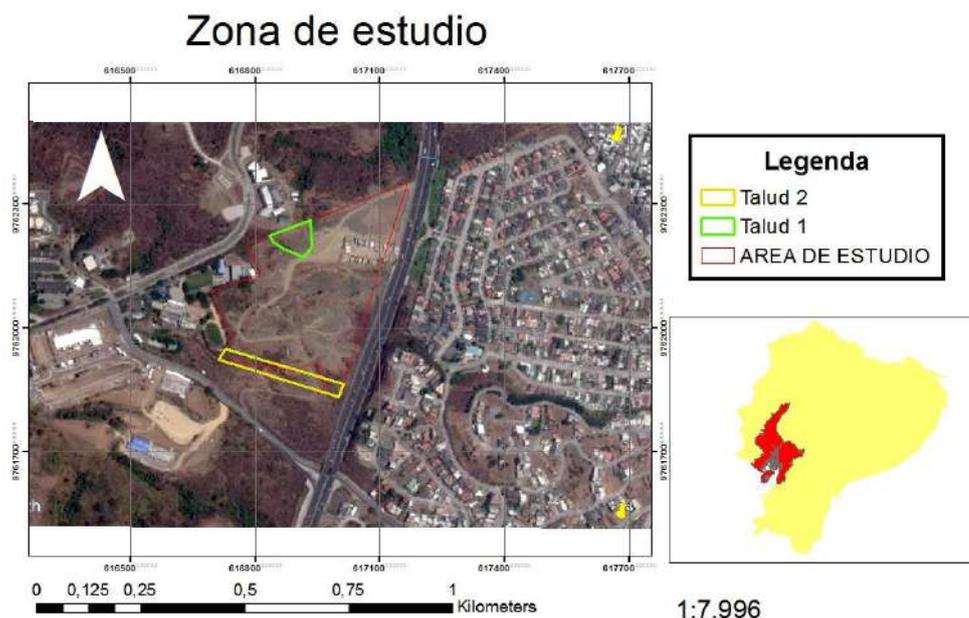


Figura 0.2 Ubicación de taludes a analizados

Fuente: Galán. D, 2017

El programa Estabilidad de roca permite hacer el cálculo preliminar de la evaluación de falla del talud de roca por el uso de una pendiente en una superficie plana. El plano de deslizamiento se lo definirá en un ángulo de 45° .

Se ingresó el perfil de la pendiente rocosa a analizar mediante coordenadas, ver (Figura 3.3 y 3.4), una vez realizado el perfil del terreno a analizar de acuerdo a los parámetros de talud ya calculados, se ingresaron los parámetros de la matriz rocosa previamente estudiada y se analizó la estabilidad mediante el criterio de Mohr Coulomb:

- Peso específico de la Roca $\gamma = 21.6 \text{ kN}/\text{m}^3$
- Ángulo de fricción interna $\varphi = 40^\circ$
- Cohesión $c = 392.3 \text{ kPa}$

Nro.	Buzamiento α [°]	Longitud total l [m]	Longitud horizontal l_h [m]	Altura l_v [m]
➤ 1	67,38	13,00	5,00	12,00
2	39,48	22,02	17,00	14,00
3	0,00	20,00	20,00	0,00
4	-90,00	26,00	0,00	-26,00
5	0,00	42,00	-42,00	0,00

Figura 0.3. Puntos de la sección transversal del talud 1

Fuente: Galán. D, 2017

Nro.	Buzamiento α [°]	Longitud total l [m]	Longitud horizontal l_h [m]	Altura l_v [m]
➤ 1	75,00	2,07	0,54	2,00
2	0,00	0,80	0,80	0,00
3	75,00	3,11	0,80	3,00
4	0,00	0,80	0,80	0,00
5	75,00	3,11	0,80	3,00
6	0,00	0,80	0,80	0,00
7	75,00	3,11	0,80	3,00
8	0,00	0,80	0,80	0,00
9	75,00	3,11	0,80	3,00
10	0,00	0,80	0,80	0,00
11	75,00	3,11	0,80	3,00
12	0,00	0,80	0,80	0,00
13	75,00	3,11	0,80	3,00
14	0,00	0,80	0,80	0,00
15	75,00	3,11	0,80	3,00
16	0,00	0,80	0,80	0,00
17	75,00	3,11	0,80	3,00
18	0,00	20,00	20,00	0,00
19	90,00	26,00	0,00	-26,00
20	0,00	33,34	-33,34	0,00

Figura 0.4 Puntos de la sección transversal del talud 2

Fuente: Galán. D, 2017

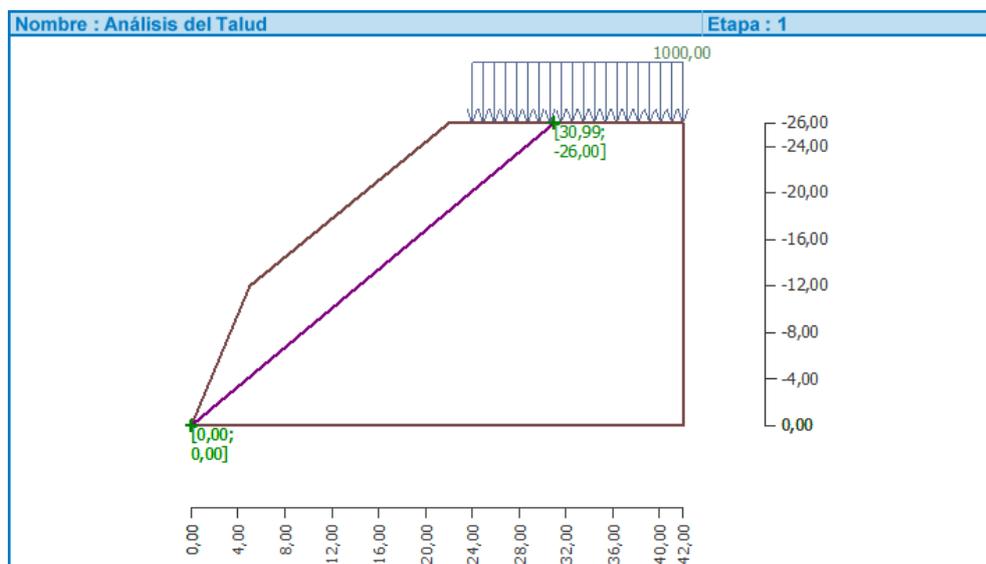


Figura 0.5 Vista en perfil de la pendiente rocosa del talud 1 ingresada en el software GEO5

Fuente: Galán. D, 2017

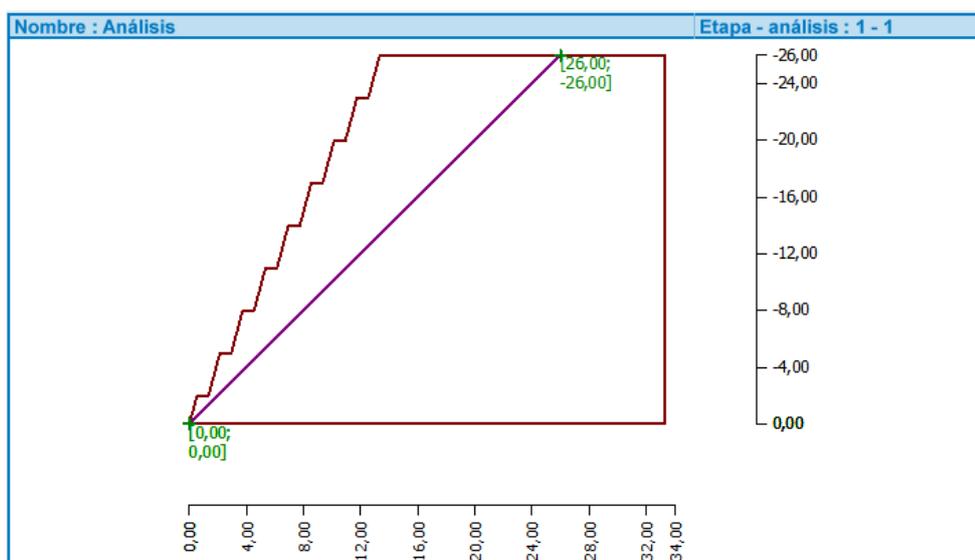


Figura 0.6 Vista en perfil de la pendiente rocosa del talud 2 ingresada en el software GEO5

Fuente: Galán. D, 2017

Debido a importancia que suponen las edificaciones que se encuentran ubicadas en la parte superior del talud, se analizó la

estabilidad de los taludes con una sobrecarga sobre la superficie del terreno de 1000 kN/m^2 y en el talud 2 sin sobrecarga, indicando que la situación del diseño es permanente.

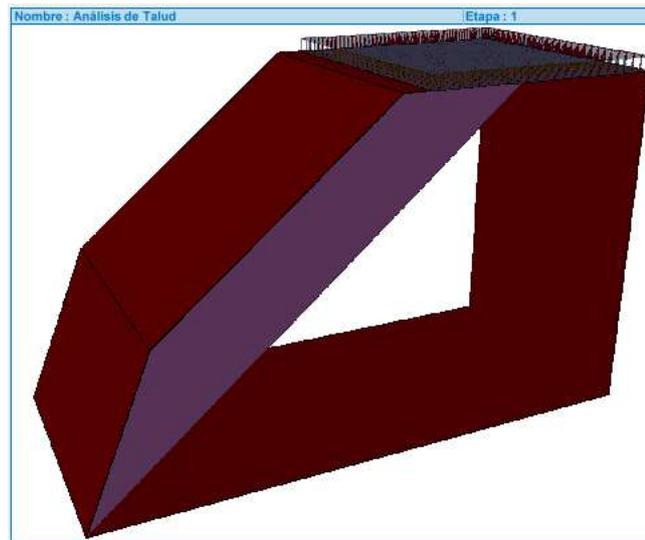


Figura 0.7 Vista en 3D de la pendiente rocosa del talud 1

Fuente: Galán. D, 2017

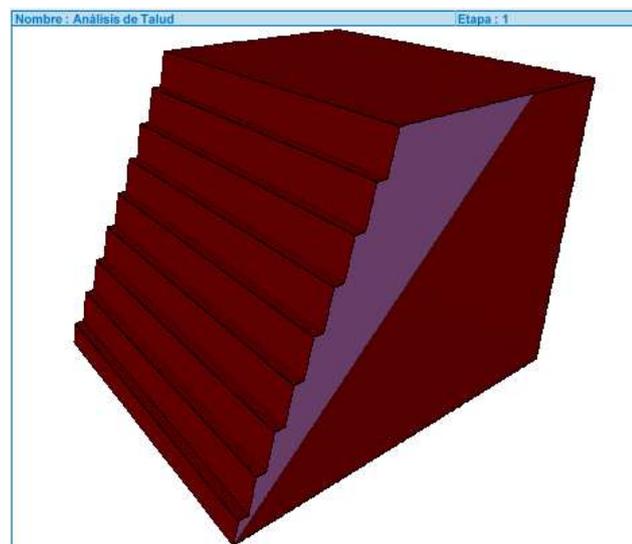


Figura 0.8 Vista en 3D de la pendiente rocosa del talud 2.

Fuente: Galán. D, 2017

Una vez ingresados todos los parámetros en el programa se procedió analizar la estabilidad de los taludes dando como resultado el siguiente análisis:

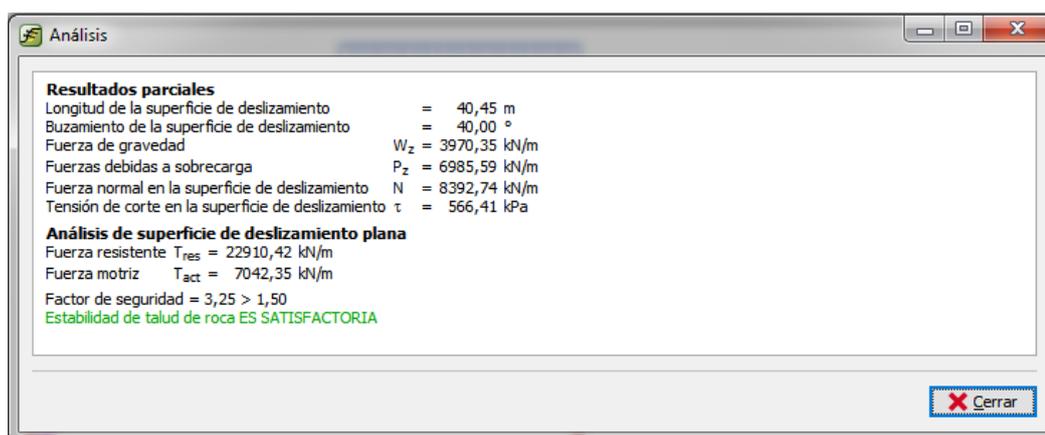


Figura 0.9 Resultado del análisis de talud 1
Fuente: Galán. D, 2017



Figura 0.10 Resultado del análisis de talud 2
Fuente: Galán. D, 2017

Analizando la estabilidad de los taludes 1 y 2 se observa que los dos taludes presentan un factor de seguridad superior a 2 considerándolos estables.

3.3.2 Estabilidad de taludes de trabajo

El análisis de taludes de trabajo se lo realizó para las dos litologías con mayor potencia en el yacimiento (Lutita y Aglomerado).

Nro.	Buzamiento α [°]	Longitud total l [m]	Longitud horizontal l_h [m]	Altura l_v [m]
➤ 1	75,00	8,28	2,14	8,00
2	0,00	8,00	8,00	0,00
3	90,00	8,00	0,00	-8,00
4	0,00	10,14	-10,14	0,00

Figura 0.11 Puntos de la sección transversal del talud de Aglomerado

Fuente: Galán. D, 2017

Nro.	Buzamiento α [°]	Longitud total l [m]	Longitud horizontal l_h [m]	Altura l_v [m]
➤ 1	75,00	6,21	1,61	6,00
2	0,00	8,00	8,00	0,00
3	90,00	6,00	0,00	-6,00
4	0,00	9,61	-9,61	0,00

Figura 0.12 Puntos de la sección transversal del talud de Lutita.

Fuente: Galán. D, 2017

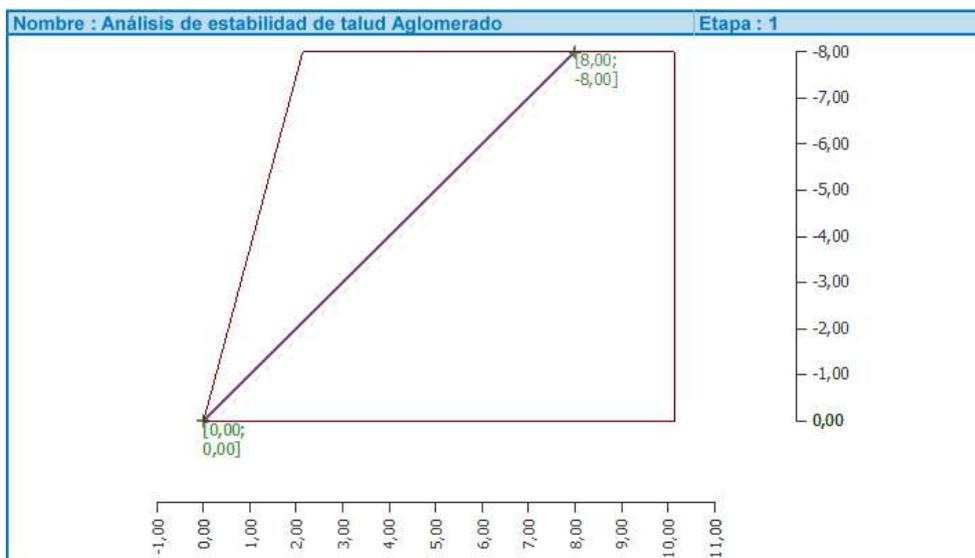


Figura 0.13 Vista en perfil de la pendiente rocosa del talud de Aglomerado ingresada en el software GEO5

Fuente: Galán. D, 2017

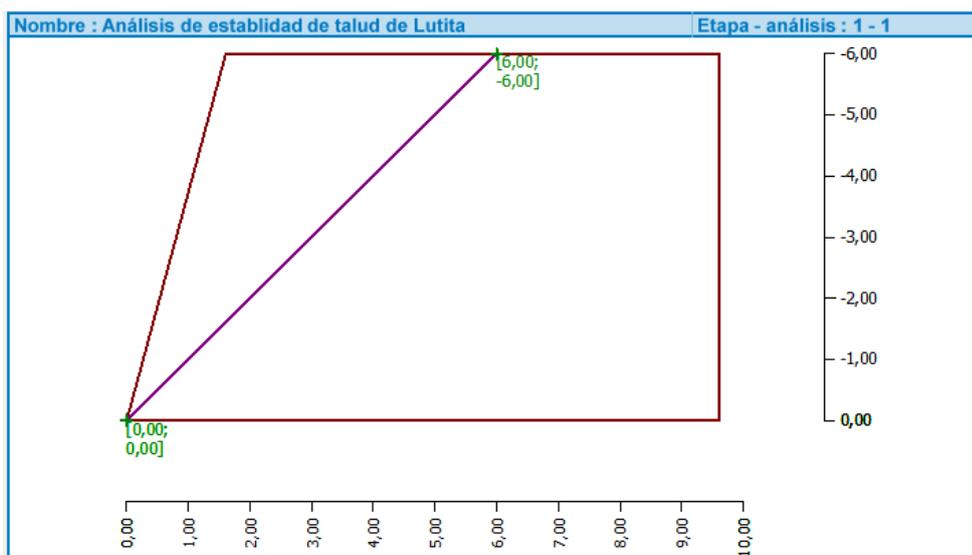


Figura 0.14 Vista en perfil de la pendiente rocosa del talud de Lutita ingresada en el software GEO5.

Fuente: Galán. D, 2017

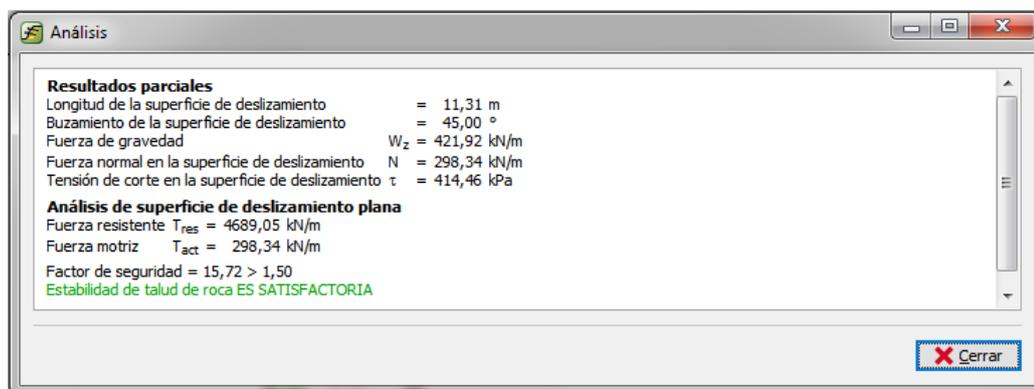


Figura 0.15 Resultado del análisis de talud de Agglomerado

Fuente: Galán. D, 2017



Figura 0.16 Resultado del análisis de talud de Lutita

Fuente: Galán. D, 2017

Analizando la estabilidad de los taludes de Agglomerado y Lutita se observa que los dos taludes presentan un factor de seguridad superior a 2 considerándolos estables, lo cual indica que para bancos de 3 metros no presenta inestabilidad.

3.4 Arranque de rocas mediante excavación (arranque directo)

La elección del método de arranque se realizó analizando las características geomecánicas del macizo rocoso, ya que según su

dureza se determina la posibilidad del arranque mecánico evaluando el desempeño de las máquinas de arranque mecánico.

Para ello se utilizó el índice de excavabilidad de las rocas, propuesto por Scoble y Muftuoglu (1984), donde con un sistema de ponderación adaptada a las características del macizo rocoso (Figura 3.17) nos indica 7 clases de conducta frente al arranque en función de la suma total de puntos que arroja la Figura 3.18, indicando a su vez el tipo de maquinaria adecuada a emplearse, mediante la utilización de la expresión que se muestra a continuación:

$$IE = W + S + J + B \quad (\text{Ec. 3.6})$$

Dónde:

IE = Índice de excavabilidad.

W = Grado de alteración del macizo rocoso

S = Resistencia a la compresión simple

J = Distancia entre juntas

B = Potencia de estratos

Parámetro \ Clase	I	II	III	IV	V
Alteración	Intensa	Alta	Moderada	Ligera	Nula
Valoración (W)	< 0	5	15	20	25
Resistencia de la Roca a la compresión Simple (MPa)	< 20	20 - 40	40 - 60	60 - 100	>100
Índice de carga Puntual (50)	< 0.5	0.5 – 1.5	1.5 - 2	2 – 3.5	> 3.5
Valoración (S)	0	10	15	20	25
Separación entre Diaclasas (m)	< 0.3	0.3 – 0.6	0.6 – 1.5	1.5 - 2	> 2
Valoración (J)	5	15	30	45	50
Potencia de Estratos (m)	< 0.1	0.1 – 0.3	0.3 – 0.6	0.6 – 1.5	>1.5
Valoración (B)	0	5	10	20	30

Figura 0.17 Sistema de ponderación de acuerdo a las características de macizo rocoso.

Fuente: Nazareno. J, 2002

CLASE	FACILIDAD DE EXCAVACION	INDICE (W+S+J+B)	EQUIPO DE EXCAVACION	MODELOS DE EQUIPOS EMPLEADOS
1	MUY FACIL	< 40	TRACTORES DE RIPADO DRAGALINAS EXCAVADORAS	A. Tractor (Cat. D8) B. Dragalina > 5 m ³ (Lima 2400) C. Excavadora de Cables > 3 m ³ (Ruston Bucyrus 71 RB)
2	FACIL	40 - 50		A. Tractor (Cat. D9) B. Dragalina > 8 m ³ (Marion 195) C. Excavadora de Cables > 5 m ³ (Ruston Bucyrus 150 RB)
3	MODERADAMENTE DIFICIL	50 - 60	DRAGALINAS EXCAVADORAS	A. Tractor - Excavadora - Pala Cargadora (Cat. D9) B. Excavadora Hidráulica > 3 m ³ (Cat. 245)
4	DIFICIL	60 - 70		A. Tractor - Excavadora - Pala Cargadora (Cat. D10) B. Excavadora Hidráulica > 3 m ³ (Cat. 245 ó O&K RH40)
5	MUY DIFICIL	70 - 95	EXCAVADORAS	Excavadora Hidráulica > 3 m ³ (Cat. 245 ó O&K RH40)
6	EXTREMADAMENTE DIFICIL	95 - 100		Demag H111 Excavadoras Poclain 1000 CK Hidráulicas P & H 1200 > 7 m ³ R H 75
7	MARGINAL SIN VOLADURA	> 100		Demag H 185 Excavadoras Demag H 241 Hidráulicas O & K RH300 > 10 m ³

Figura 0.18 Valoración de la excavabilidad de los macizos rocosos en función de los valores del índice de excavabilidad, propuesto por Scoble y Muftuoglu.

Fuente: Nazareno. J, 2002

De acuerdo al análisis del macizo rocoso ya estudiado tenemos 2 litologías principales, las lutitas y los aglomerados, por lo que según la valoración se obtiene un IE= 45 para la Lutita ubicándose en la clase 2 donde la facilidad de excavación es fácil, recomendando una excavadora como equipo de excavación.

Para el Aglomerado se obtuvo un IE= 90, ubicándose en la clase 5, muy difícil de excavar en el cual se recomienda como equipo de excavación: una excavadora hidráulica mayor a 3 m³.

Durante el proceso de explotación es posible encontrar intercalaciones de materiales de difícil excavabilidad, que no sea posible arrancarlos con excavadoras, en este caso se procederá a ejecutar un sistema de perforación y voladura que se indica en el apartado 3.5.

Tabla 5 Resultados de la valoración del índice de excavabilidad

Parámetros	Lutita	Aglomerado
	Valoración	Valoración
Alteración	15	20
Resistencia a la compresión simple	15	10
Separación entre juntas	5	30
Potencia de estratos	10	30
Total	45	90

Fuente: Galán. D, 2017

3.5 Diseño de perforación y voladura (Arranque Indirecto)

Una vez definido los pisos de la explotación se procederá a calcular los parámetros de la malla de voladura para ello se empleará una perforadora Atlas Copco con un diámetro de broca de 2,5 pulgadas.

3.6 Parámetros para el diagrama de perforación.

3.6.1 Burden o Piedra

Para el cálculo del burden o piedra se realizará con el método tradicional el cual emplea la resistencia a la compresión simple y el tipo de roca mediante la siguiente expresión:

$$B = K * D \quad (\text{Ec. 3.7})$$

$$B = 39 * 64$$

$$B = 2.50 \text{ m}$$

Dónde:

B = Burden o Piedra (m)

D = Diámetro de perforación (mm)

K = Constante que depende del tipo de roca se la determina con la ayuda de la siguiente tabla:

Tabla 6 Valores de K en función del tipo de roca

Tipo de roca y Resistencia a la Compresión (MPa)	Valor de K
Blanda (<70MPa)	39
Media (70 – 120 MPa)	37
Dura (120 -180 MPa)	35
Muy Dura (>180 MPa)	33

Fuente: Manual de Perforación y Voladura de Rocas del Instituto Geológico y Minero de España

3.6.2 Espaciamiento

Para ello se empleará la metodología técnica sueca de voladura que define al espaciamiento como la distancia que existe entre filas y se la calcula con la siguiente expresión:

$$E = 1.1 * B \quad (\text{Ec. 3.8})$$

Reemplazando tenemos que:

$$E = 1.1 * 1.50$$

$$E = 2.75 \text{ m}$$

3.6.3 Sobreperforación

Empleando la metodología técnica sueca de voladura la sobreperforación se la calcula como:

$$S = 0.3 * B \quad (\text{Ec. 3.9})$$

$$S = 0.3 * 1.50$$

$$S = 0.75 \text{ m}$$

3.6.4 Profundidad del barreno

Este valor depende en gran parte del ángulo de perforación con respecto a la vertical, se lo calcula:

$$H_t = \frac{H + S}{\text{Sen}(\emptyset)} \quad (\text{Ec. 3.10})$$

$$H_t = \frac{3 + 0.45}{\text{Sen}(75)}$$

$$H_t = 3.9 \text{ m}$$

Donde:

H = Altura del banco. (m)

\emptyset = Ángulo de inclinación de la cala con respecto a la horizontal (75°)

3.6.5 Vías de acceso

Se define como la relación de volumen de masa rocosa que se extrae por metro de barreno perforado, se calcula:

$$P_{\text{específica}} = \frac{B * E * H}{\frac{H}{\text{Sen}(\emptyset)} + S}; m^3/m \text{ perforado} \quad (\text{Ec. 3.11})$$

$$P_{\text{específica}} = \frac{2.50 * 2.75 * 3}{\frac{3}{\text{Sen}(75)} + 0.75}$$

$$P_{\text{específica}} = 5.35 \text{ m}^3/m \text{ perforado}$$

Al finalizar se presenta un cuadro con los resultados de la malla de perforación:

Tabla 7 Parámetros geométricos de la malla de perforación

PARÁMETRO	VALOR	UNIDAD
Diámetro de Perforación.	64	Milímetros.
Longitud del barreno	3.9	Metros.
Inclinación de los barrenos	75	Grados.
Burden	2.5	Metros
Espaciamiento entre filas	2.75	Metros.
Sobreperforación	0.75	Metros
Perforación específica	5.35	Metros cúbicos sobre metros

Fuente: Galán. D, 2017

3.7 Parámetros para el diagrama de voladura

3.7.1 Carga de fondo

La carga de fondo se constituye generalmente de un explosivo de alta densidad, con un alto poder rompedor y una velocidad de detonación elevada. Considerando que el macizo rocoso es de baja resistencia y para diámetros menores a 50 mm, es recomendable usar hidrogeles o dinamitas encartuchadas, por ello definiremos que como explosivo de fondo se empleará Explogel 1x7, ya que por sus características es resistente al agua (1 hora) que es útil para la temporada lluviosa.

Podría también considerarse el uso de ANFO como carga de fondo ya que es una Mezcla de Nitrato de Amonio + 5.5% en peso de Diesel + 10% de limallas de aluminio, debido a que su

costo por kilogramo es considerablemente más bajo en comparación con otros explosivos.

3.7.2 Carga de columna

Considerando los costos de arranque utilizando explosivos se ha seleccionado ANFO normal como explosivo de columna debido a los buenos resultados que se han obtenidos en la explotación de otras canteras.

3.7.3 Longitud de retacado

Como material de retacado se empelará detritus de perforación, cuidando que posea granulometría adecuada para así impedir la salida de los gases de detonación y la onda aérea.

Una fórmula empírica para calcular este parámetro se basa en el diámetro de perforación y su expresión matemática es la siguiente:

$$L_{Retacado} = 20 * D \quad (\text{Ec. 3.12})$$

$$L_{Retacado} = 20 * 64$$

$$L_{Retacado} = 1.3 \text{ m}$$

Donde:

$L_{Retacado}$ = Longitud de retacado en metros (m).

D = Diámetro de perforación (64 mm).

3.7.4 Longitud de carga explosiva de fondo

La longitud de carga de fondo dependerá del burden y se calcula con la siguiente expresión:

$$L_{fondo} = 40 * D \quad (\text{Ec. 3.13})$$

$$L_{fondo} = 40 * 64$$

$$L_{fondo} = 2.6 \text{ m}$$

Donde:

$L_{columna}$ = Longitud de carga de fondo (m).

B = Diámetro de perforación (64 mm)

3.7.5 Longitud de carga explosiva por barreno

Una vez determinado la carga de fondo y el retacado procedemos a calcular a carga de columna de la siguiente manera:

$$L_{barreno} = L_{perforación} - L_{retacado} \quad (\text{Ec. 3.14})$$

$$L_{barreno} = 3.9 - 1.3$$

$$L_{barreno} = 2,6 \text{ m}$$

Donde:

$L_{barreno}$ = Longitud de carga por barreno. (m).

$L_{perforación}$ = Longitud de carga de perforación. (3.9 m).

$L_{retacado} =$ Longitud de retacado (1.3 m).

3.7.6 Longitud de carga explosiva de columna

La longitud de carga de columna será:

$$L_{columna} = L_{barreno} - L_{fondo} \quad (\text{Ec. 3.15})$$

$$L_{columna} = 3.9 - 2.6$$

$$L_{columna} = 1.3 \text{ m}$$

3.7.7 Gasto de sustancia explosiva por metro lineal de barreno

Este parámetro expresa la cantidad de explosivo que se necesita para cargar un hueco con las especificaciones antes determinadas. Se lo determina por la fórmula:

$$Q_{metro} = \frac{25 * \pi * d^2 * \rho_{explosivo} * K_{llenado}}{1000} \quad (\text{Ec. 3.16})$$

$$Q_{metro} = \frac{25 * \pi * 6.4^2 * 0.88 * 0.75}{1000}$$

$$Q_{metro} = 2.12 \text{ Kg/m}$$

Donde:

Q_{metro} = Gasto de S.E por metro lineal de barreno (Kg/m)

d = Diámetro de la cala (6.4 cm.)

$\rho_{explosivo}$ = Densidad del explosivo de fondo o columna. (0.88 Kg/cm²).

$K_{llenado}$ = Coeficiente de llenado que depende del tipo de explosivo para el Anfo se toma como 0.75.

3.7.8 Gasto de sustancia explosiva por barreno cargado

Se lo calcula a partir de la expresión:

$$Q_{barreno} = Q_{metro} * L_{perforación} \quad (\text{Ec. 3.17})$$

$$Q_{barreno} = 2.12 * 3.9$$

$$Q_{barreno} = 8.3 \text{ Kg}$$

Siendo:

Q_{metro} = Gasto de S.E por metro lineal de barreno (2.12 Kg/m)

$L_{perforación}$ = Longitud cargada del barreno (3.9 m)

3.7.9 Consumo específico de sustancia explosiva

Se define como la cantidad de explosivo necesaria para obtener un metro cúbico de roca, se lo calcula:

$Q_{específico} = \frac{Q_{barreno}}{S * B * H}$	(Ec. 3.18)
--	------------

$$Q_{específico} = \frac{8.3}{2.75 * 2.5 * 3}$$

$$Q_{específico} = 0.40 \text{ Kg}/\text{m}^3$$

Donde:

$Q_{barreno}$ = Cantidad de explosivo por barreno (8.3 Kg).

B = Burden (2.5 m).

E = Espaciamiento (2.75 m.)

H = Altura del banco (3 m)

3.7.10 Tiempo de retardo entre filas

Uno de los principales factores dentro del diseño de la voladura es el retardo entre filas, ya que la correcta aplicación de este trae consigo un óptimo grado de fracturamiento de la roca e incluso que el amontonamiento del material sea adecuado para la maquinaria que se utiliza para el carguío. A su vez se puede controlar el nivel de vibración del terreno para evitar daños a instalaciones aledañas.

El tiempo de retardo se calcula mediante la ayuda de la siguiente expresión:

$$R_{filas} = t_r * B \quad (\text{Ec. 3.19})$$

$$R_{filas} = 11.5 * 2.5$$

$$R_{filas} = 28.75 \text{ milisegundos}$$

Siendo

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

B = Burden (3.5 m.).

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

Tabla 8 Elección de t_r en Función de la Maquinaria a usarse en el Carguío del Material Volado.

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: López Jimeno, 2003

Adequando este valor a los retardos existentes en el mercado nacional tenemos que el retardo adecuado sería el de 35 milisegundos.

3.7.11 Tiempo de retardo entre barrenos de la misma fila

Este se lo calculará a partir de la expresión:

$$R = t * S \quad (\text{Ec. 3.20})$$

$$R = 3.5 * 2.75$$

$$R = 9.6 \text{ milisegundos}$$

Donde

R = Tiempo de retardo entre huecos (us).

S = Espaciamiento (2.75 m.).

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

Tabla 9 Elección de t en Función del tipo de roca.

Constante t_r (us/m)	Resultado y tipo de máquina a emplearse.
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: López Jimeno, 2003

Es decir que el tiempo entre barrenos de una misma fila es de **9 milisegundos**.

3.8 Ciclo de trabajo

El ritmo de explotación es un parámetro que, en unión con las reservas definen el plazo de servicio de la minería. En nuestro caso, el ritmo de explotación ha sido definido en función de las reservas estimadas y del tiempo otorgado por el propietario del terreno para realizar la evacuación de materiales hasta alcanzar la cota 88 msnm. que ha sido de 5 años a partir del inicio del proyecto.

En la actividad minera es siempre necesario que el ciclo de trabajo sea lo más continuo posible, por esta razón se han planificado 240 días de trabajo al año, distribuidos en 20 días mensuales aproximadamente a razón de 8 horas diarias.

La productividad horaria calculada en base a las reservas estimadas y al ritmo de trabajo propuesto para los 5 años de explotación se calcula por la siguiente expresión:

$$P = \frac{\text{Reservas}}{D * T_{\text{proy}}} \quad (\text{Ec. 3.21})$$

$$P = \frac{1.212.992,55}{240 * 5}$$

$$P = 1010,83 \text{ m}^3/\text{día} = 126,35 \text{ m}^3/\text{h}$$

Donde:

P = Producción diaria

D = Días laborales (días/año)

T_{proy} = Tiempo de vida del proyecto (años)

Cuando se utilice arranque indirecto, el volumen volado del banco debe suministrar la producción diaria establecida, en consecuencia, el volumen arrancado en cada voladura (volumen del banco) será de $1010,83 \text{ m}^3/\text{voladura}$.

3.9 Numero de barrenos a perforarse

Lo calculamos mediante la siguiente fórmula:

$$N_{\text{barreno}} = \frac{V}{P_{\text{específica}} * H_t} \quad (\text{Ec. 3.22})$$

$$N_{\text{barreno}} = \frac{1010,83}{5,35 * 3,9}$$

$$N_{\text{barreno}} = 48 \text{ barrenos}$$

Donde:

V= Volumen a extraerse en cada voladura. (1010,83 m³)

P_{específica} = Perforación específica (5.35 m³/m perforado).

H_t= Profundidad de perforación (3.9 m)

3.10 Dimensiones del bloque a volarse

3.10.1 Ancho de bloque volarse

Las dimensiones del bloque se lo toman debido a que se desea un ancho de 15 metros de ancho.

3.10.2 Numero de filas

Se obtiene del ancho del bloque dividido para el espaciamiento entre filas

$$N_{\text{filas}} = \frac{a}{S} \quad (\text{Ec. 3.23})$$

$$N_{\text{filas}} = \frac{15}{2,75}$$

$$N_{\text{filas}} = 6 \text{ filas}$$

Donde

a= ancho del bloque a volarse. (m)

S = espaciamiento entre filas (m).

3.10.3 Longitud de bloque a volarse

Se lo calcula con la fórmula:

$$L_b = \frac{B * N_{barreno}}{N_{filas}} \quad (\text{Ec. 3.24})$$

$$L_b = \frac{2.5 * 48}{6}$$

$$L_b = 20 \text{ m}$$

Donde:

B = Burden (2.5 m.)

$N_{barreno}$ = Número de barrenos a volarse (48)

N_{filas} = Número de filas (6)

3.11 Sistema de iniciación no eléctrico

La selección del sistema de iniciación resulta crítica para el éxito de una voladura, ya que se encarga de transferir la señal de detonación de un barreno a otro en un tiempo preciso. No sólo controla la secuencia de disparo de los barrenos, a su vez también afecta la cantidad de vibración generada por una voladura y el tamaño de la fragmentación producida.

Para ello se recomienda usar Fanel CTD que se compone por un fulminante de retardo ensamblado a la manguera FANEL e insertado dentro de un bloque plástico.

Tabla 10 Tiempo de retardo de fulminantes

NO. DE RETARDO	Serie MS.ms
0	0
1	9
2	17
3	25
4	35
5	42
6	50
7	65
8	67
9	75
10	100
11	109
12	150
13	200
14	300

Fuente: Catalogo de Explocen,

3.12 Predicción de vibraciones de voladura

Por la complejidad que supone para el diseño y ejecución del proyecto la cercanía de edificaciones, ha sido necesario considerar las vibraciones que se producen cuando se fragmenta la roca mediante la voladura, para lo cual se ha realizado una predicción de vibraciones a partir de la aplicación de un modelo predictivo.

Se ha utilizado el modelo USBM desarrollado por Siskind,1980, en el que es posible predecir la velocidad pico de partículas a partir del cálculo de una distancia escalada (SD) donde se relaciona 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:

$$PPV = K * \left(\frac{\sqrt{Q_{max}}}{D} \right)^b \quad (\text{Ec. 3.25})$$

Donde:

PPV = Velocidad pico de la 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.

Para el análisis se consideraron diferentes valores de distancias entre el punto de disparo y el punto de monitoreo, de los cuales se obtuvieron las correspondientes PPV, con la finalidad de establecer distancias de seguridad según normativas internacionales.

Tabla 11 Valores predichos de niveles de vibraciones

Distancia (m)	Qmax (Kg)	PPV (mm/s)
50	8,3	11,85
100	8,3	3,91

150	8,3	2,04
200	8,3	1,29
250	8,3	0,90
300	8,3	0,67
350	8,3	0,53

Fuente: Galán D, 2017

Para establecer los límites permisibles de vibraciones se compararon los resultados obtenidos con la normativa alemana DIN 4150, que presenta los valores más exigentes. Según esta norma, el límite de la PPV para zonas residenciales debe ser de 10 mm/s y para edificaciones comerciales e industriales entre 20 mm/s hasta 35 mm/s.

También se analizó con los límites establecidos por la USBM que son los más flexibles, donde la PPV es de 20 mm/s para cualquier tipo de edificación, residenciales e industriales (Noriega, 2017).

De acuerdo a estas normativas consideradas, los límites establecido por la DIN 4150, 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).

Tabla 12 Comparación de los límites permisibles de vibración

Distancia (m)	Qmax (Kg)	PPV (mm/s)	DIN 4150 (mm/s)	USBM (mm/s)
50	8,3	11,85	10	20-35
100	8,3	3,91	10	20-36
150	8,3	2,04	10	20-37
200	8,3	1,29	10	20-38
250	8,3	0,90	10	20-39
300	8,3	0,67	10	20-40
350	8,3	0,53	10	20-41

Fuente: Galán. D, 2017

Los valores calculados de PPV inducida por la voladura son bajos, por lo tanto, la afectación hacia las estructuras es limitada. A una distancia igual o menor a 50 metros las vibraciones sobrepasan los límites establecidos por la normativa DIN 4150 que es la más exigente.

3.13 Drenaje

La escorrentía producto de las precipitaciones es la causa principal de las inundaciones y debido a las labores antitécnicas que se han venido realizando con anterioridad, se evidencia un deterioro de la orografía de la cantera. Se analizaron las precipitaciones máximas mensuales que se dan en la época lluviosa de enero a mayo, donde la precipitación diaria promedio es de 191 mm en 2017, posteriormente se localizaron las zonas potencialmente inundables de la cantera, delimitando la cuenca de aporte, que tiene un área estimada de 3014.12 m².

3.13.1 Caudal máximo

Para la determinación de los caudales máximos se empleó el Método Racional Modificado del Prof. D. José Ramón Témez del Centro de Estudios Hidrográficos, mayoritariamente empleado en proyectos de obras públicas y de vertederos. La fórmula empleada incluye modificaciones posteriores, aplicables a pequeñas cuencas, pero con una serie de modificaciones que amplían su rango de validez hasta los 3000 km². (Témez, 1991)

El caudal máximo Q se obtendrá mediante la fórmula:

$$Q = \frac{C * I * A}{3.6} * K \quad (\text{Ec. 3.26})$$

$$Q = \frac{0,0096 * 145,84 * 1,12}{3.6} * 1,0083$$

$$Q = 0,44 \text{ m}^3/\text{s}$$

Donde:

Q = Caudal máximo m³/s.

C = Coeficiente de escorrentía. (0,0096)

I = Máxima intensidad media en mm/h (145,84)

A = Superficie de la cuenca en Km² (1,12)

K = Coeficiente de uniformidad (1,0083)

3.13.2 Tiempo concentración

El tiempo de concentración T_c se ha obtenido a partir de los datos de la longitud L y la pendiente media de la cuenca J utilizando la expresión:

$$T_c = 0.3 * \left(\frac{L}{J^{1/4}} \right)^{0.76} \quad (\text{Ec. 3.27})$$

$$T_c = 0.3 * \left(\frac{1,12}{23,2^{1/4}} \right)^{0.76}$$

$$T_c = 0,18 \text{ h}$$

Donde:

T_c = Tiempo de concentración en horas

L = Longitud del cauce principal en Km (1,12)

J = Pendiente Media del cauce en tanto por uno

$$J = \frac{H}{L} \quad (\text{Ec. 3.28})$$

$$J = \frac{114 - 88}{1,12} = 23,2$$

3.13.3 Máxima precipitación diaria

Según datos meteorológicos de la estación Guayaquil INOCAR código M405, hemos obtenido una **precipitación diaria de 191 mm**. Según (Témez, 1991), se aplicó un factor reductor de la

lluvia diario, dependiendo del área de la cuenca. Si $A > 1$, el K_a es igual a uno, por lo que la precipitación máxima final tenemos:

$$P'_d = P_d * K_a \quad (\text{Ec. 3.29})$$

$$P'_d = 191 \text{ mm} * 1$$

$$P'_d = 191 \text{ mm}$$

3.13.4 Intensidad media diaria

La intensidad media diaria para el periodo de retorno, considerado de 24 horas será de:

$$I_d = \frac{P'_d}{24} \quad (\text{Ec. 3.30})$$

$$I_d = \frac{191 \text{ mm}}{24 \text{ h}}$$

$$I_d = 7,96 \text{ mm/h}$$

3.13.5 Intensidad media

La intensidad media se calcula de mediante la siguiente expresión:

$$I_t = I_d * \left(\frac{I_1}{I_d} \right)^{\frac{28^{0,1} - T_c^{0,1}}{28^{0,1} - 1}} \quad (\text{Ec. 3.31})$$

$$I_t = 7,96 * (8)^{\frac{28^{0,1} - 0,18^{0,1}}{28^{0,1} - 1}}$$

$$I_t = 145,84 \text{ mm/h}$$

Donde:

I_t = Intensidad media de la tormenta de diseño en mm/h,

I_d = Intensidad media diaria en mm/h

I_1 = Intensidad media de la tormenta de 1 hora de duración

T_c = Duración de la tormenta de diseño e igual al tiempo de concentración

3.13.6 Coeficiente de escorrentía

Se comprobó la posibilidad de ocurrencia de escorrentías, la precipitación máxima diaria debe ser mayor que el umbral de escorrentías que es un coeficiente que depende de la infiltración y la magnitud de la lluvia, estimar un valor mostrado en la Ilustración 19.

$$C = \frac{(P'_d - P'_0) * (P'_d + 23P'_0)}{(P'_d + 11P'_0)^2} \quad (\text{Ec. 3.32})$$

$$C = \frac{(191 - 1,6) * (1,6 + (23 * 1,6))}{(191 + (11 * 1,6))^2}$$

$$C = 0,0096$$

Donde:

C = Coeficiente de escorrentía

P'_d = Máxima precipitación diaria (191 mm)

P'_0 = Umbral de escorrentías (1,6 mm)

$$P'_0 = P_0 * \text{Área} \quad (\text{Ec. 3.33})$$

$$P'_0 = 2 * 0,79$$

$$P'_0 = 1,6 \text{ mm}$$

$P'_d \geq P'_0$; 191 mm \geq 1,6 mm ; Si hay escorrentía

TIPO DE TERRENO	PENDIENTE (%)	UMBRAL DE ESCORRENTÍA (mm)
Rocas permeables	>3	3
	<3	5
Rocas impermeables	>3	2
	<3	4
Firmes granulares sin pavimento		2
Adoquinados		1,5
Pavimentos bituminosos o de hormigón		1

Figura 0.19 Estimación del umbral de escorrentía

Fuente: Témez, 1991

3.13.7 Coeficiente de uniformidad

El coeficiente de uniformidad K viene dado por la ecuación:

$$K = 1 + \frac{T_c^{1,25}}{T_c^{1,25} + 14} \quad (\text{Ec. 3.34})$$

$$K = 1 + \frac{0,18^{1,25}}{0,18^{1,25} + 14}$$

$$K = 1,0083$$

Donde:

T_c = Tiempo de concentración (0,18 h)

3.14 Diseño de la Red de Drenaje Superficial

Debido a las labores mineras el terreno de la cuenca de estudio se encuentra alterada por lo que antes de comenzar las labores de drenaje se nivelara la plataforma hasta la cota 88 msnm. con una pendiente de 1%, de modo que el agua pueda circular por gravedad.

Se definió una cuneta de drenaje en la periferia de la parte superior de la zona norte de la explotación (cota 114 msnm). Esta cuneta conducirá las aguas de escorrentía que entren en la cantera desde el norte de la explotación.

El cálculo hidráulico de la sección mínima de la cuneta se basa en la fórmula:

$$S_{min} = Q/V_m \quad (\text{Ec. 3.35})$$

$$S_{min} = \frac{0,44 \frac{m^3}{s}}{1,02 \frac{m}{s}}$$

$$S_{min} = 0,43 \text{ m}^2$$

Donde:

S_{min} = Sección mínima de la cuneta.

Q = Caudal máximo m^3/s

V_m = Velocidad media del agua calculado mediante la fórmula de Manning:

$$V_m = \left(\frac{1}{n}\right) * R^{\frac{2}{3}} * i^{1/2} \quad (\text{Ec. 3.36})$$

$$V_m = \left(\frac{1}{0,04}\right) * 0,6708^{\frac{2}{3}} * 0,074^{1/2}$$

$$V_m = 1,02 \text{ m/seg}$$

Donde:

R = Radio hidráulico = área mojada / perímetro mojado

$$R = 0,2236 + 0,4472 = 0,6708 \text{ m}$$

i = gradiente hidráulico en m/m; A/R

$$i = \frac{0,05 \text{ m}}{0,6708 \text{ m}} = 0,074$$

n = rugosidad de Manning = 0,04

Se tendrá por tanto una cuneta de base 0,5 m y de altura 0,2 m y de sección de 0,5 m² para recoger las aguas.

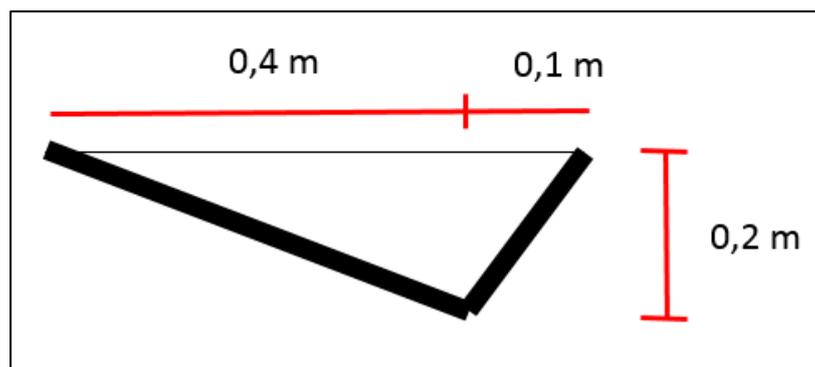


Figura 0.20 Dimensionamiento de las cunetas de drenaje
Fuente: Galán. D, 2017

3.15 Planificación

La realización de la planificación minera se realizó considerando el plazo de servicio de la explotación, que será de 5 años, partiendo de su situación actual. Es importante señalar que, antes de iniciar el proceso de extracción se deben retirar todas las infraestructuras que se encuentren dentro de la cantera (Antena de telecomunicaciones, valla publicitaria, poste de luz) que dificulten la explotación.

Una vez acondicionado el terreno se realizará la explotación en sentido SE- NO en dirección al colegio Cruz del Sur, estableciendo un banqueo descendente de 3 metros, definiendo 11 niveles de explotación desde la cota más alta de terreno (cota 120 msnm.) hasta el límite final de explotación (cota 88msnm.).

3.15.1 Corto Plazo

Para iniciar la explotación, se requiere realizar el retiro de las infraestructuras de comunicación que están ubicadas en el área, y que afectan el desarrollo seguro de las labores. Una vez concluidas estas labores se procederá a nivelar el terreno actual a la cota 114 msnm, removiendo un volumen de 21.060,25 m³ hasta llegar al nivel 2. Posteriormente empezará a explotar el nivel 3 considerando un avance SE-NO, abriendo los bancos 114 -111 y removiendo un volumen de 30.103,5 m³. El tiempo para

evacuar el material removido es de 30 días, durante dicho tiempo se empezará a perforar el nivel 4 en el sentido de explotación definido. Se removerá 78.180,2 m³ en un periodo de 77 días. Antes de culminar la extracción del nivel 4, se procederá abrir los bancos 108-105 con un volumen de 116.286,55 m³ finalizando el primer año de explotación en el quinto nivel.

Durante el primer año de explotación se habrán extraído 242.598,51 m³ llegando hasta el nivel 5, que se encuentra en la cota 105 msnm, a una razón de 1.010,83 m³/día.

Tabla 13 Duración de extracción de material a corto plazo

Nivel	Cota	Volumen (m3)	Años	Meses	Días	Horas
1	120-117	4961,5	0,02	0,25	4,91	39,27
2	117-114	16098,75	0,07	0,80	15,93	127,41
3	114-111	30103,5	0,12	1,49	29,78	238,25
4	111-108	78180,2	0,32	3,87	77,34	618,74
5	108-105	116286,55	0,48	5,75	115,04	920,33

Fuente: Galán. D, 2017

3.15.2 Mediano Plazo

Al segundo año de explotación se empezará desde el nivel 5 (cota 105 msnm.). El sentido de la explotación seguirá siendo la definida anteriormente para minimizar el impacto visual. En dicho nivel se realizará la apertura del banco 102 con una altura de 3 m

llegando al nivel 6 y así sucesivamente hasta llegar al nivel 11 donde se definió el límite final de la explotación (cota 88 msnm.). El tiempo para remover el material es de 4 años (48 meses). En este periodo se explotarán 6 niveles, evacuando un total de 967.362,05 m³. El volumen y tiempo de extracción de cada nivel se detalla en la tabla.XIV.

Tabla 14 Duración de extracción de material a mediano plazo

Nivel	Cota	Volumen (m3)	Años	Meses	Días	Horas
6	105-102	148541,15	0,61	7,35	146,95	1175,60
7	102-99	161921,3	0,67	8,01	160,19	1281,50
8	99-96	164862,75	0,68	8,15	163,10	1304,78
9	96-93	179145,5	0,74	8,86	177,23	1417,81
10	93-90	186473,25	0,77	9,22	184,48	1475,81
11	90-88	126418,1	0,52	6,25	125,06	1000,51

Fuente: Galán. D, 2017

3.15.3 Cronograma de explotación

Se estableció el cronograma de explotación y los volúmenes a ser evacuados por año, obteniendo como resultado que en los 5 años de proyecto se removerá un volumen total de 1.212.992,55 m³. El diseño de la cantera por año se muestra en el ANEXO B.

Tabla 15 Cronograma de explotación por años

Cronograma de explotación												
	Nivel 1	Nivel 2	Nivel 3	Nivel 4	Nivel 5	Nivel 6	Nivel 7	Nivel 8	Nivel 9	Nivel 10	Nivel 11	Volumen
Año 1	█											242598,51
Año 2						█						242598,51
Año 3								█				242598,51
Año 4									█			242598,51
Año 5											█	242598,51

Fuente: Galán. D, 2017

CAPÍTULO 4

MAQUINARIA MINERA

4.1 Elección de maquinaria para el destape

El área de explotación se caracteriza por unos volúmenes de capa vegetal reducidos, inexistentes en algunos lugares, por lo que las labores de desbroce y para el destape se efectuará con un tractor acondicionado con escarificador, para ello las operaciones de preparación realizan a través de un tractor de orugas Komatsu: Modelo: D65-A, el material producto del destape se apilara para su posterior carguío. No se considera las labores de transporte debido a que la venta del material se lo realiza en el frente de explotación.

4.1.1 Rendimiento tractor de orugas Komatsu D65-A

Mediante el uso de especificaciones proporcionadas por el catálogo del fabricante (Komatsu), se obtiene el rendimiento técnico para el tractor de orugas (Komatsu D65-A) en condiciones ideales, tomando en cuenta la distancia de escarificación y empuje de 60 m. (Vargas, 1999)

$$R_{ripado} = \frac{60 * H * D * L * E}{T_c * V} \quad (\text{Ec. 4.1})$$

$$R_{ripado} = \frac{60 * 0,62 * 0,9 * 60 * 0,70}{4,36 * 0,75}$$

$$R_{ripado} = 430 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$R_{empuje} = \frac{60 * C_h * E}{T_c}$$

$$R_{empuje} = \frac{60 * 6,147 * 0,70}{1,9}$$

$$R_{empuje} = 135,9 \text{ m}^3/\text{h}$$

Dónde:

H = Profundidad de escarificación (0.62 m)

D = Espaciamiento entre pasadas (características del material y condiciones de trabajo =0.9 m).

L = Longitud de las pasadas (60 m)

E = Eficiencia operativa (0.70)

Tabla 16 Eficiencia operativa global Fuente: Manual de cálculos de rendimientos de maquinarias pesadas

Condiciones de trabajo	Calidad de la organización			
	Excelente	Buena	Regular	Deficiente
Excelentes	0,83	0,80	0,77	0,77
Buenas	0,76	0,73	0,70	0,64
Regulares	0,72	0,69	0,66	0,60
Malas	0,63	0,61	0,59	0,54

Fuente: Manual de cálculos de rendimientos y análisis de potencias y fuerzas motrices de producciones horarias de maquinarias pesadas

T_c = tiempo del ciclo escarificación (4.36 min)

$$T_c = T_{fijo} + T_{variable} \quad (\text{Ec. 4.2})$$

$$T_c = 0,25 + 4,1$$

$$T_c = 4,36$$

Tiempo Fijo: Se consideró un tiempo de maniobra de acuerdo a las condiciones de trabajo entre 0,25 a 0.30 min (en levantar el escarificador, hacerlo girar y descender después de dar la vuelta el tractor).

Tiempo Variable:

Velocidad media 1,75 km/h = 29,17 m/min

Tiempo variable = $120 / 29,2 = 4,1$ min

Tc = tiempo del ciclo empuje (1,9 min)

$$T_c = T_{fijo} + T_{variable} \quad (\text{Ec. 4.3})$$

$$T_c = 0,10 + 1,8$$

$$T_c = 1,9$$

Tiempo Fijo:

Tabla 17 Tiempo fijo de maniobra

Condiciones de trabajo	Tiempo fijo (min)
Medias	0,10 – 0,15
Desfavorables	0,20 – 0,25

Fuente: Manual de cálculos de rendimientos de maquinarias pesadas

Tiempo Variable:

$$T_v = \frac{D_{ida}}{V_{ida}} + \frac{D_{vuelta}}{V_{vuelta}} * \frac{60}{1000}$$

$$T_v = \frac{40 \text{ m}}{2 \text{ km/h}} + \frac{40 \text{ m}}{4 \text{ km/h}} * \frac{60}{1000}$$

$$T_v = 1,8 \text{ min}$$

V = factor de conversión volumétrica (0.75)

Ch = Capacidad de la hoja (6,147 m³)

$$C_h = 0,8 * h^2 * L_h \quad (\text{Ec. 4.4})$$

$$C_h = 0,8 * 1,5^2 * 3,415$$

$$C_h = 6,147 \text{ m}^3$$

4.1.2 Numero de Tractores requeridas

El rendimiento técnico del tractor es superior a la producción requerida por lo que solo será necesario 1 Tractor.

$$N_{excavadoras} = \frac{P_{hora}}{R_{hora}} \quad (\text{Ec. 4.5})$$

$$N_{excavadoras} = \frac{126,35 \text{ m}^3/h}{135,9 \text{ m}^3/h}$$

$$N_{excavadoras} = 0,93 = 1 \text{ Tractor}$$

4.2 Elección de maquinaria para el arranque y carguío

El material removido se lo recogerá con una retroexcavadora de 3 a 5 metros cúbicos y a su vez realizarán procesos de fracturamiento secundario del material que no cumpla con la granulometría adecuada. Una vez llegado al macizo rocoso sano, se empleara arranque mecánico o perforación y voladura de ser necesario, esto dependerá de las características de la roca. Para ello se utilizará una excavadora Volvo: modelo EC380D y una perforadora Atlas Copco de 2.5 pulgadas de diámetro y 3 metros de longitud.

4.2.1 Rendimiento de la excavadora Volvo EC380D

En base a los requerimientos de cantera se analizó el rendimiento en el frente de explotación y en el carguío.

Rendimiento en el frente de explotación:

$$R_p = \frac{60 * C_c * E * F1}{T_c} \quad (\text{Ec. 4.6})$$

$$R_p = \frac{60 * 3 * 0,70 * 0,975}{0,45}$$

$$R_p = 273 \text{ m}^3/\text{h}$$

Rendimiento en el carguío:

$$R_p = \frac{60 * C_c * E * F2}{T_c} \quad (\text{Ec. 4.7})$$

$$R_p = \frac{60 * 3 * 0,70 * 0,80}{0,45}$$

$$R_p = 224 \text{ m}^3/\text{h}$$

Dónde:

Cc = capacidad del cucharón = 3 m³ del catálogo

E = factor de eficiencia operativa (regular) = 0.70 (Tabla. 16).

F1 = factor de llenado del cucharón (Fácilmente excavable) = 0.975 (tabla. 18)

F2 = factor de llenado del cucharón (difícilmente excavable) =
0.80 (tablas. 18)

Tabla 18 Factor de llenado del cucharón

Estado del material a cargar	Equipo de carga		
	Pala de ruedas	Excavadora	Dragalina
Fácilmente excavable	0,95 – 1,00	0,95 – 1,00	0,95 – 1,00
Excavabilidad media	0,80 – 0,95	0,85 – 0,95	0,85 – 0,95
Difícilmente excavable	0,50 – 0,80	0,75 – 0,85	0,70 – 0,80

Fuente: Manual de cálculos de rendimientos y análisis de potencias y fuerzas motrices de producciones horarias de maquinarias pesadas

Tc = Tiempo promedio del ciclo. = 0,45 min (tablas. 19)

Tabla 19 Valores medios de tiempos de ciclo de según la maquinaria y a capacidad del cazo

Tamaño del cazo	Pala de ruedas	Excavadora	Dragalina
Excavabilidad mala			
Menor a 3 m ³	0,60 min	0,45 min	0,65 min
4 m ³ – 8 m ³	1,00 min	0,60 min	0,85 min
9 m ³ – 23 m ³	1,50 min	1,00 min	1,45 min
Excavabilidad media			
Menor a 3 m ³	0,50 min	0,40 min	0,55 min
4 m ³ – 8 m ³	1,00 min	0,50 min	0,65 min
9 m ³ – 23 m ³	1,00 min	0,80 min	1,05 min
Excavabilidad buena			
Menor a 3 m ³	0,40 min	0,30 min	0,40 min
4 m ³ – 8 m ³	0,50 min	0,40 min	0,50 min
9 m ³ – 23 m ³	0,80 min	0,60 min	0,75 min

Fuente: Manual de cálculos de rendimientos y análisis de potencias y fuerzas motrices de producciones horarias de maquinarias pesadas

4.2.2 Numero de excavadoras requeridas

El rendimiento técnico de la excavadora es superior a la producción requerida por lo que solo será necesario 1 excavadora.

$$N_{excavadoras} = \frac{P_{hora}}{R_{hora}} \quad (\text{Ec. 4.8})$$

$$N_{excavadoras} = \frac{126,35 \text{ m}^3/h}{273 \text{ m}^3/h}$$

$$N_{excavadoras} = 0,5 = 1 \text{ excavadora}$$

4.2.3 Rendimiento de la perforadora Atas Copco

El tonelaje a extraer de cada voladura es de 1010,83 m³/día, y la perforación específica es de 5.35 m³/m, entonces:

$$M_{perforados} = \frac{V_{día}}{P_{especifica}} \quad (\text{Ec. 4.9})$$

$$M_{perforados} = \frac{1010,83}{5.35}$$

$$M_{perforados} = 188,94 \text{ m}$$

Entonces para calcular el tiempo de perforación usamos la velocidad media de perforación de 21,6 m/h:

$$T_{perforación} = \frac{M_{perforados}}{V_{perforación}} \quad (\text{Ec. 4.10})$$

$$T_{perforación} = \frac{188,94}{21,6}$$

$$T_{perforación} = 9 \text{ h}$$

Rendimiento:

$$R_p = \frac{V_{día}}{T_{perforación}} \quad (\text{Ec. 4.11})$$

$$R_p = \frac{1010,83}{9}$$

$$R_p = 112,31 \text{ m}^3/\text{h}$$

4.2.4 Numero de perforadoras requeridas

El rendimiento técnico de la perforadora es superior a la producción requerida por lo que solo será necesario 1 perforadora.

$$N_{excavadoras} = \frac{P_{hora}}{R_{hora}} \quad (\text{Ec. 4.12})$$

$$N_{excavadoras} = \frac{126,35 \text{ m}^3/\text{h}}{112,31 \text{ m}^3/\text{h}}$$

$$N_{excavadoras} = 1,1 = 1 \text{ perforadora}$$

CAPÍTULO 5

ANÁLISIS ECONÓMICO

5.1 Estudio Económico del proyecto

Una vez obtenidos los parámetros técnicos necesarios para el diseño de explotación de la cantera ubicada en el Km 30.5 vía perimetral, se procede a realizar el análisis económico con el objetivo de determinar la viabilidad del proyecto. En este análisis se tomó en cuenta, los costos directos que incluye mano de obra, equipos, materiales e insumos, y los costos indirectos donde se incluyen los costos por administración y otros. (Muñoz, 2015).

5.1.1 Inversión Fija

La inversión se realizó en base a las necesidades para iniciar el proyecto, tomando en cuenta el personal técnico y trabajadores; considerando un total de 6 personas requeridas en cantera. Para la inversión implementó la infraestructura de mina (Campamento), equipos de protección personal y maquinaria necesaria detallados a continuación:

Tabla 20 Inversiones por Construcción de campamento

Infraestructura de mina			
Descripción	Cantidad	Costo unitario	Costo Total
Container Oficina	1	\$ 3.274,00	\$ 3.274,00
Container Bodega	1	\$ 1.360,00	\$ 1.360,00
Garita para guardia de seguridad	1	\$ 1.300,00	\$ 1.300,00
Baño	1	\$ 1.500,00	\$ 1.500,00
Comedor	1	\$ 700,00	\$ 700,00
TOTAL		\$ 8.134,00	\$ 8.134,00

Fuente: Galán. D, 2017

Tabla 21 Inversiones por Adquisición de Equipo y Maquinaria

Maquinaria			
Descripción	Cantidad	Costo unitario	Costo Total
Excavadora	1	\$ 115.000,00	\$ 115.000,00
Tractor Komatsu D65A-6	1	\$ 80.000,00	\$ 80.000,00
Perforadora	1	\$ 5.000,00	\$ 5000,00
TOTAL		\$ 58.134,00	\$ 208.134,00

Fuente: Galán. D, 2017

COSTO TOTAL DE INVERSIÓN	\$ 216.268,00
---------------------------------	----------------------

Tabla 22 Equipo de seguridad minera para 6 trabajadores

Costos EPP			
Descripción	Cantidad	Costo unitario	Costo Total
Casco	2	\$ 10,00	\$ 20,00
Barbiquejo	2	\$ 3,00	\$ 6,00
Guantes	2	\$ 4,00	\$ 8,00
Protección visual	2	\$ 8,00	\$ 16,00
Botas	2	\$ 50,00	\$ 100,00
Protección auditiva	2	\$ 35,00	\$ 70,00
Chaleco	2	\$ 10,00	\$ 20,00
Uniforme	2	\$ 55,00	\$ 110,00
TOTAL			\$ 2.100,00

Fuente: Galán. D, 2017

5.1.2 Costos directos

Los costos directos se refieren esencialmente al capital necesario que interviene en la ejecución del proceso productivo, esto en la fase de pre-operación y operación normal.

5.1.2.1 Costos por operación de maquinaria

Son los gastos que se calculan para adquirir la maquinaria que realizará la explotación del material, así como también los costos de operación y mano de obra. Este análisis se lo realizó en base

al cronograma de explotación previamente establecido. La maquinaria a utilizarse es:

- Un tractor de orugas Komatsu D65A-6
- Una pala cargadora frontal Volvo EC380D
- Perforadora Atlas Copco

Las especificaciones técnicas y los costos se detallan en el ANEXO C.

Tabla 23 Costos de operación de maquinaria

Costos de operación de maquinaria				
Descripción	Costo/hora	Costo diario	Costo mensual	Costo anual
Excavadora	\$ 30,04	\$ 240,34	\$ 4.806,77	\$ 57.981,22
Tractor Komatsu D65A-6	\$ 28,04	\$ 224,30	\$ 4.485,96	\$ 53.831,58
TOTAL			\$ 9.292,73	\$ 111.512,80

Fuente: Galán. D, 2017

5.1.2.2 Costos por perforación e insumos de voladura

Para la estimación de este rubro se tomara un valor referencial de la lista de precios de EXPLOCEN C.A. del año 2011 detallados en el ANEXO D. (Cuenca, 2015). Este rubro se calculó para una voladura de 1010,83 m³, es decir 48 barrenos de 3,9 metros de profundidad, donde se colocará un Explogel III de 1x7 y considerando un gasto de barreno cargado de 8,3 Kg/m.

Tabla 24. Costos de explosivos

Insumos de voladura				
CONSUMO EXPLOSIVO	UNIDAD	CONSUMO	PRECIO (\$/Kg) o (\$/m)	COSTO (USD)
Anfo Normal	Kg	398,4	1,07	\$ 426,29
Explogel III 1/7	Kg	4,61	3,73	\$ 17,19
Fanel CTD	u	48	3,32	\$ 159,36
Mecha lenta	m	190	0,15	\$ 28,50
Fulminante N°8	u	48	0,22	\$ 10,56
TOTAL				\$ 641,90

Fuente: Galán. D, 2017

Las voladuras se realizarán dependiendo de las características de la roca por lo que se estimó 4 voladuras mensuales.

Tabla 25. Costo de perforación

Costo de perforación			
Descripción	Costo/m3	Voladura m3	Costo perforación
Perforadora	\$ 0,06	1010,83	\$ 60,65
TOTAL			\$ 60,65

Fuente: Galán. D, 2017

Tabla 26 Costo de perforación y voladura

Costo de Perforación y voladura		
Numero de voladuras	Costo diario	Costo anual
4	\$ 704,58	\$ 33.819,72

Fuente: Galán. D, 2017

5.1.2.3 Costo de mano de obra

En este rubro se consideró el personal que laborará en el proyecto, sin tomar en cuenta a los operadores de maquinaria

pesada ya que se lo consideró en los costos de operación de maquinaria.

Tabla 27 Costo de mano de obra

Mano de obra		
Personal	Sueldo (\$/mes)	Sueldo (\$/año)
Ing. Minas	\$ 2.000,00	\$ 24.000,00
2 empleados (Ayudante)	\$ 1200,00	\$ 14.400,00
Guardia	\$ 800,00	\$ 9.600,00
Mecánico	\$ 1.000,00	\$ 12.000,00
TOTAL	\$ 4.400,00	\$ 60.000,00

Fuente: Galán. D, 2017

5.1.2.4 Costo de amortización de equipos

Se empleó el método de amortización decreciente lineal, en el cual la cuota de amortización de cada año se calcula en función del número de años en que se va a amortizar, definiendo un coeficiente en porcentaje multiplicado por el valor que se va a amortizar.

$$\sigma = \frac{100}{n} * C \quad (\text{Ec. 5.1})$$

Donde:

σ = Coeficiente porcentual

C = Coeficiente según la vida útil

Tabla 28 Coeficiente según vida útil

n<5	Coeficiente 1,5
5<n<8	Coeficiente 2
n≥8	Coeficiente 2,5

n = Número de años de vida útil del activo

Tabla 29 Amortización de Tractor Komatsu D65A-6

Costos de tractor		
VA	\$ 80.000,00	α
N	5	30
Tractor Komatsu D65A-6		
Año	Valor a Amortizar	Cuota de amortización
1	\$ 80.000,00	\$ 24.000,00
2	\$ 56.000,00	\$ 16.800,00
3	\$ 39.200,00	\$ 11.760,00
4	\$ 27.440,00	\$ 8.232,00
5	\$ 19.208,00	\$ 5.762,40

Fuente: Galán. D, 2017

Tabla 30 Amortización de Excavadora Volvo EC380D

Costos de excavadora		
VA	\$ 115.000,00	α
N	5	30
Excavadora Volvo EC380D		
Año	Valor a Amortizar	Cuota de amortización
1	\$ 115.000,00	\$ 34.500,00
2	\$ 80.500,00	\$ 24.150,00
3	\$ 56.350,00	\$ 16.905,00
4	\$ 39.445,00	\$ 11.833,50
5	\$ 27.611,50	\$ 8.283,45

Fuente: Galán. D, 2017

Tabla 31. Excavadora Volvo EC380D

Costos Perforadora		
VA	\$ 5.000,00	α
N	5	30
Perforadora Atlas Copco		

Año	Valor a Amortizar	Cuota de amortización
1	\$ 5.000,00	\$ 1.500,00
2	\$ 3.500,00	\$ 1.050,00
3	\$ 2.450,00	\$ 735,00
4	\$ 1.715,00	\$ 514,50
5	\$ 1.200,50	\$ 360,15

Fuente: Galán. D, 2017

Par el rubro anual de amortización se sumó las cuotas de amortización anuales de las maquinarias obteniendo los siguientes valores.

Tabla 32 Cuotas de amortizaciones anuales

Año	Total
1	\$ 60.000,00
2	\$ 42.000,00
3	\$ 29.400,00
4	\$ 20.580,00
5	\$ 14.406,00

Fuente: Galán. D, 2017

5.1.3 Costos Directos

En este rubro se toman en cuenta las actividades que son de apoyo para la realización del proyecto considerando el 5% de los costos directos distribuidos de la siguiente manera:

- Costos por administración = 2% del Costos Directos.
- Costo por movilización = 1% del Costos Directos.
- Costo por imprevistos = 2% del Costos Directos.

Tabla 33 Costos indirectos

Descripción	Costo mensual (\$/m3)	Costo anual (\$/m3)
Costo por Administración	\$ 185,85	\$ 2.230,26
Costos por Movilización	\$ 92,93	\$ 1.115,13
Costos por Imprevistos	\$ 185,85	\$ 2.230,26
TOTAL	\$ 465,17	\$ 5.575,64

Fuente: Galán. D, 2017

5.1.3.1 Patentes de conservación

Este rubro se lo estima según el Art. 34 de la Ley de Minería y sus reformas establece los porcentajes de Remuneración Básica Unificada (RBU = 386 USD en 2018) por hectárea minera concesionada. Debido a las hectáreas del área de estudio y la producción se considera como pequeña minería. Los porcentajes se los considera de la siguiente manera:

$$\text{Patentes} = 2\% * 386 \text{ USD} * \text{Hectáreas concesionadas} \quad (\text{Ec. 5.2})$$

$$\text{Patentes} = 2\% * 386 \text{ USD} * 13,5 \text{ Ha.}$$

Patentes	\$ 104,22
----------	-----------

Tabla 34 Parámetros para el pago de patentes de acuerdo al Art. 34 de la ley de minería

Modalidad de Minería	Fase de la concesión	% RBU por hectárea concesionada
Minería Gran escala – Mediana Minería	Exploración inicial	2,5%
	Exploración avanzada y Evaluación económica del yacimiento	5%
	Extensión del plazo de	7,5%

	evaluación económica	
	Explotación	10%
Pequeña Minería	Exploración - Explotación	2%

Fuente: Galán. D, 2017

5.1.4 Costo anual de producción

La sumatoria de los Costos Directo, Costos Indirecto y la Inversión fija da como resultado el Costo anual de producción.

Tabla 35 Costo anual de producción

Descripción	Costo (USD)
Costos de Inversión	\$ 216.268,00
Costos de equipos de protección personal	\$ 2.100,00
Costos de operación de maquinaria	\$ 111.641,38
Costos de perforación y voladura	\$ 33.819,72
Costos de mano de obra	\$ 60.000,00
Costos indirectos	\$ 5.575,64
Patentes	\$ 104,22
Amortización	Cuotas anuales (Tabla. 34)
TOTAL	\$429.508,96

Fuente: Galán. D, 2017

5.1.5 Regalías (No metálicos)

El rubro de regalías se lo calcula en base al Art. 81 del Reglamento General de Minería donde establece que para pequeña minería de no metálicos pagarán por concepto de regalía el 3% del costo de producción del mineral en el frente de explotación.

$$R_{\text{año}} = \text{Costo de producción} * 3\% \quad (\text{Ec. 5.3})$$

$$R_{\text{año}} = \$ 111.512,80 * 3\%$$

$$R_{\text{año}} = \$ 3.345,38$$

5.2 Costo Unitario

Se estimó el costo que vale extraer un metro cubico de material, en base a los costos directos, indirectos y los de inversión.

Tabla 36 Costo unitario

Descripción	Costo/m3
Excavadora Volvo EC380D	\$ 0,11
Tractor Komatsu D65A-6	\$ 0,31
Perforadora Atlas Copco	\$ 0,06
costo voladura (\$/m3)	\$ 0,64
costo inversión	\$ 0,14
costo personal	\$ 0,19
TOTAL	\$ 1,44

Fuente: Galán. D, 2017

5.3 Rentabilidad del proyecto

Para la estimación de este índice económico se requiere realizar un análisis de flujo de caja, en donde se consideran los ingresos y los egresos anuales durante el periodo de vida del proyecto. Toda valoración económica de un proyecto considera los siguientes criterios:

- Rentabilidad Mínima Aceptable (RMA)
- Tasa de Rentabilidad Interna (TIR)
- Valor Actualizado Neto (VAN)
- Periodo de Retorno

5.4 Flujo de Caja (TIR, VAN, RMA)

Para el estudio económico se aplicó una hoja de cálculo (Excel), en el cual, considerando la inflación y la tasa pasiva a más de 365 días según el Banco Central se encuentran en -0,20% y 4,95% respectivamente

obteniendo una RMA de 4,75%. Con esta tasa se realizó el flujo de caja presentado en el ANEXO E, se obtuvo una TIR de 22% el cual es mayor que la RMA de 4,75%, y se evidencia un VAN positivo de \$ 119.705,96, lo cual indica que la inversión es ventajosa y garantiza la factibilidad del proyecto.

El periodo de retorno se lo estudio con la finalidad de tener una observación preliminar de los costos del proyecto, mediante el flujo de fondos acumulados descontados, se evidencia que la inversión se recuperará en el cuarto año de explotación, obteniendo los siguientes resultados.

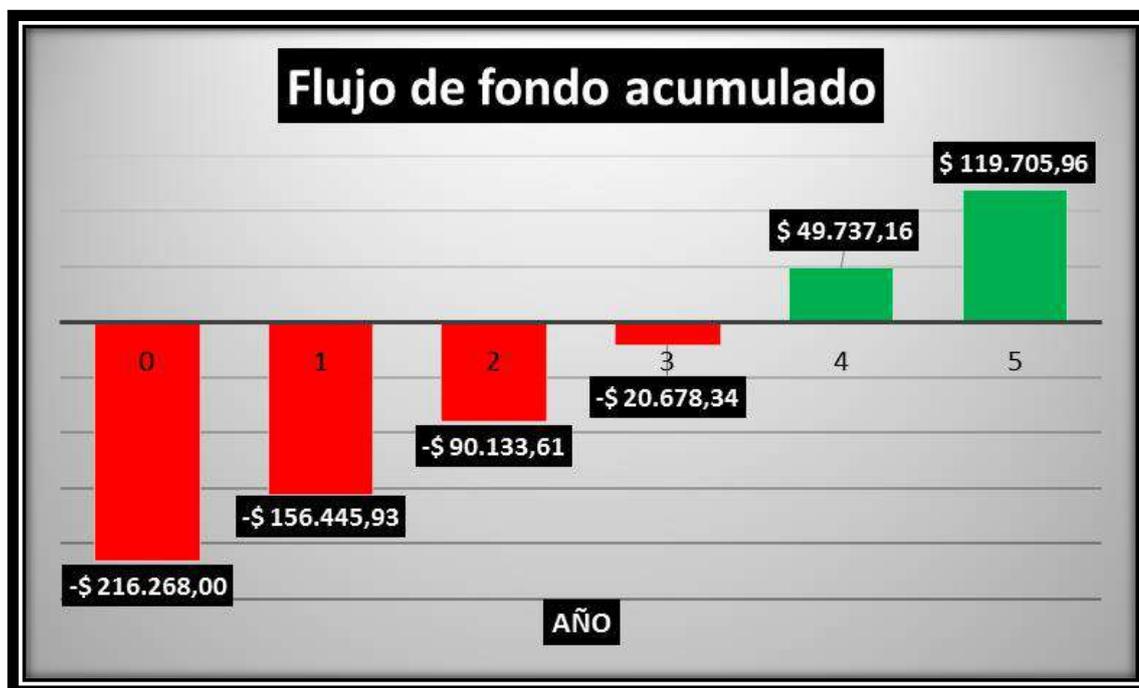


Figura 0.1 Flujo de fondos acumulados.
Fuente: Galán. D, 2017

5.5 Análisis de Sensibilidad

El análisis de sensibilidad se realiza para identificar aquellas variables que influyen sobre los índices que miden la rentabilidad del proyecto (TIR y VAN). En este caso la variable a analizar son los costos de perforación y voladura, debido a que estos costos pueden variar según la calidad de la roca.

Los indicadores que medirán las condiciones de factibilidad de este proyecto son el TIR y VAN, determinando si es rentable o no extraer los materiales de construcción. En las siguientes gráficas se muestra el análisis de sensibilidad con respecto a los índices de medición del proyecto (TIR y VAN).

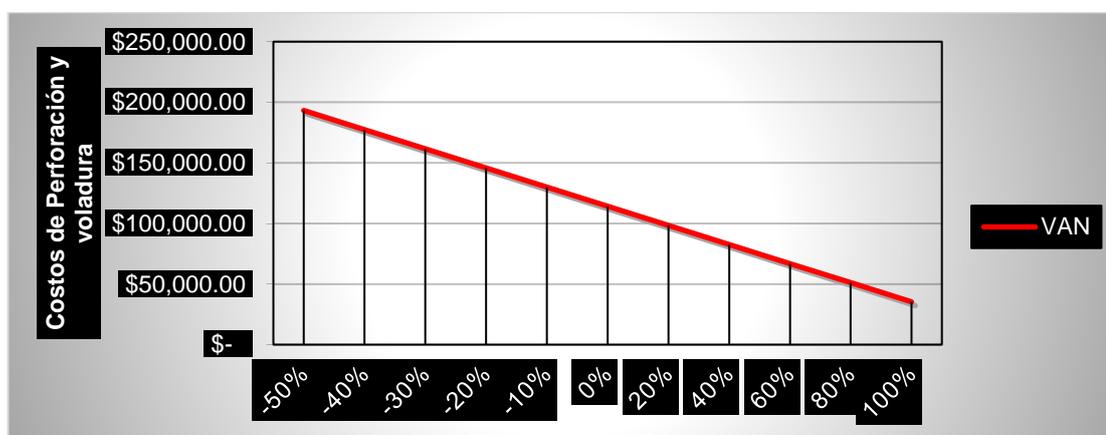


Figura 0.2 Análisis de sensibilidad con respecto a la TIR

Fuente: Galán. D, 2017

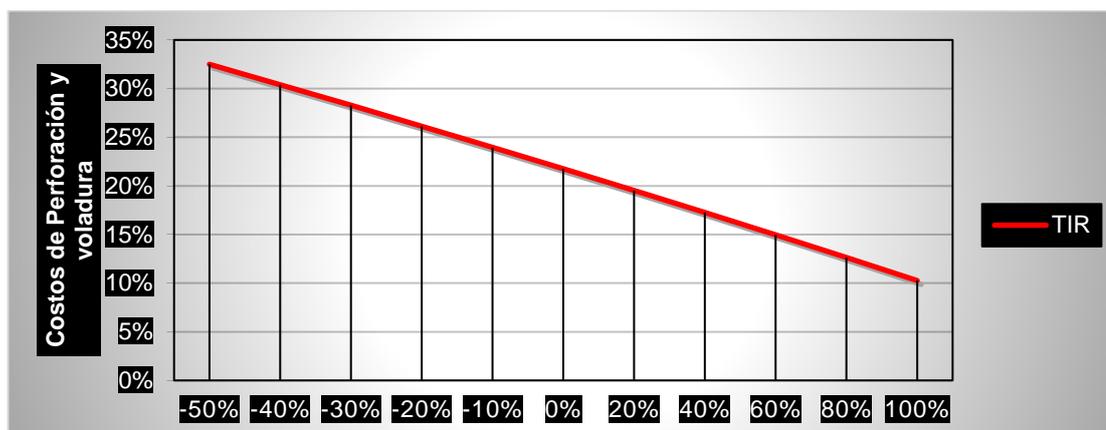


Figura 0.3 Análisis de sensibilidad con respecto al VAN

Fuente: Galán. D, 2017

En las Figuras 5.2 y 5.3 se observa que a medida que baja los costos de perforación y voladura la TIR y VAN aumentaran, a su vez el peor escenario que pueda ocurrir sería si todo el material necesitara perforación y voladura para su arranque, cuando dichos costos se acrecientan un 100%, arroja una TIR de 10% sigue siendo mayor que la RMA de 4,75% y un VAN positivo, resultando factible la extracción de los materiales de construcción analizando el peor escenario posible.

CAPÍTULO 6

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

La estimación de reservas arrojó un valor de 1.220.952,20 m³, de los cuales según estudios geológicos realizados en la zona de estudio se dividen 459133,25 m³ de Lutitas, 73336,50 m³ de Areniscas, 17424,45 m³ Tobas y 671058,00 m³ de Aglomerados, los cuales son representativos de la Formación Cayo.

La evaluación geomecánica determinó que el macizo rocoso tiene un índice RMR de 68 catalogada como roca buena, con un valor de cohesión de 392,3 KPa, y un Ángulo de Fricción Interna de 40°.

Partiendo del análisis de las condiciones de yacencia se estableció el método de explotación a cielo abierto por banqueo (Cantera), con altura del Banco: 3m, Berma: 0,8 m, Ángulo de Banco: 75°, Ángulo de Borde (Liquidación): 15,1°.

El índice de excavabilidad en el macizo rocoso para las lutitas es de 45 y para los aglomerados es de 90 es decir que la extracción se lo realizará mediante arranque directo. En caso que se dificulte la extracción del material, se lo realizará perforación y voladura.

La explotación de La planificación minera de la cantera es a 5 años con un plan de explotación a corto y mediano plazo de las reservas de la cantera. El diseño de explotación se planeó 11 niveles de 3 metros de altura cada uno con una producción anual de 242.598,51 m³/año. Llegando al límite final de explotación en la cota 88.

En base a un análisis de rendimientos de la maquinaria existente en la empresa se dimensiono el parque de máquinas necesario para la explotación, para las actividades auxiliares se utilizará un Tractor Komatsu D65A-6 con un rendimiento de 135,9 m³/h. Para el arranque y el carguío se definió una excavadora Volvo EC380D con un rendimiento de 273 m³/h, y a su vez una perforadora Atlas Copco cono 112,31m³/h.

El costo de extracción por cada metro cúbico de material es de \$1,44. La inversión del proyecto se estima a \$ 216.268,00, monto que será recuperado al cuarto año, considerando los criterios de rentabilidad se obtuvo una TIR de 22% y un VAN de \$ 114.277,76, lo cual indica que el proyecto es rentable en comparación de RMA de 4,75%.

La principal variable del análisis de sensibilidad es el costo de perforación y voladura, dando como resultado una TIR de 10% y un VAN de 35.315,13 en caso de que toda la explotación se realice por perforación y voladura.

RECOMENDACIONES

Realizar la extracción del material siguiendo parámetros técnicos propuestos en el presente proyecto para obtener condiciones de seguridad y aprovechar el material de una manera racional.

Antes de empezar con las labores de extracción del material retirar todas las instalaciones (Antena de telecomunicaciones y valla publicitaria) que dificulten la explotación.

Caracterizar los materiales presentes en la cantera debido a que las lutitas poseen un potencial zeolítico.

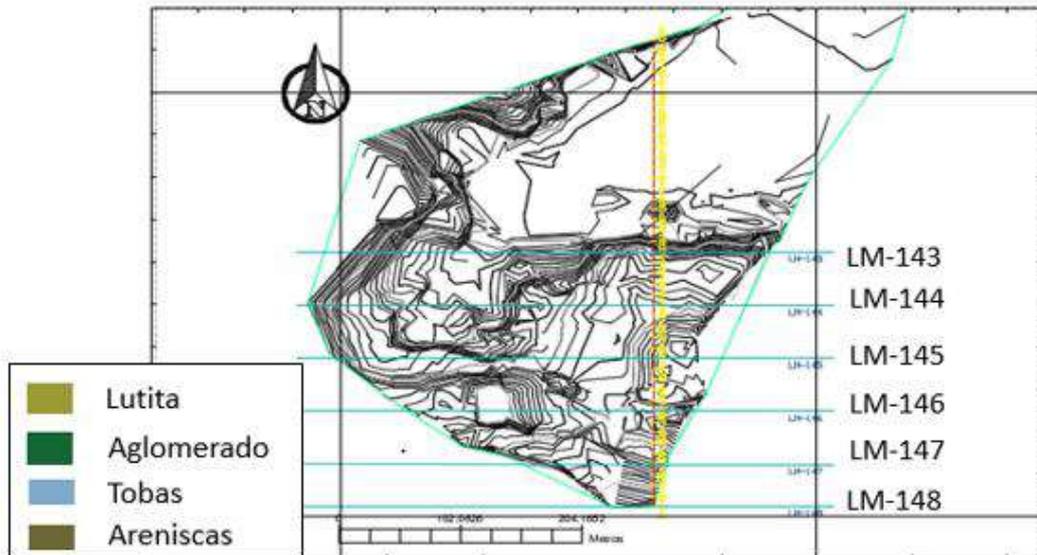
Considerar la posibilidad de plantear un sistema de transporte analizando los precios de venta del material.

Estudiar a profundidad los efectos de la voladura en las instalaciones aledañas a la zona de minería, realizando un control de vibraciones.

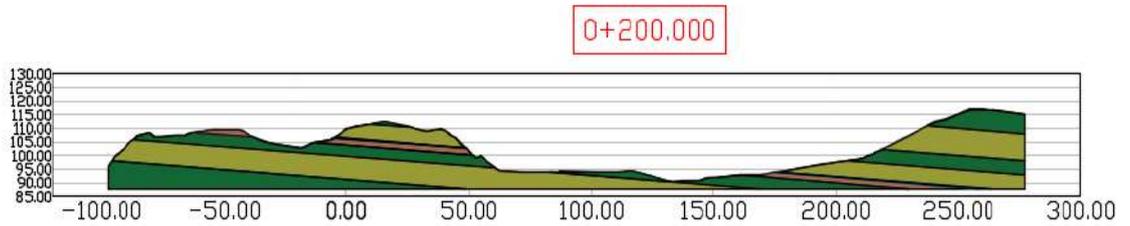
ANEXOS

ANEXO A

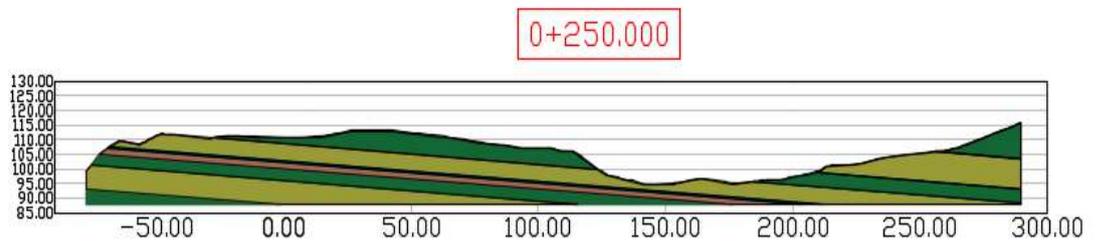
PERFILES TOPOGRÁFICOS DEL ÁREA DE ESTUDIO



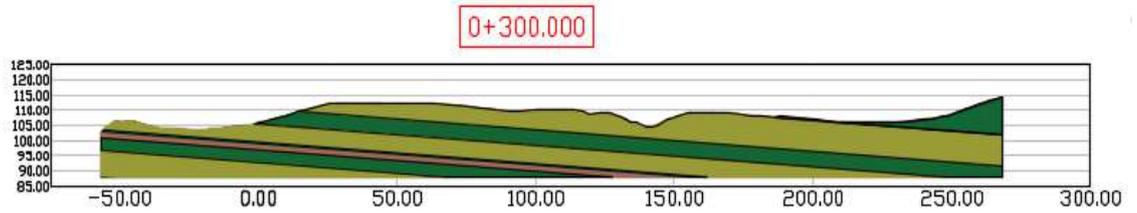
Perfil LM-143



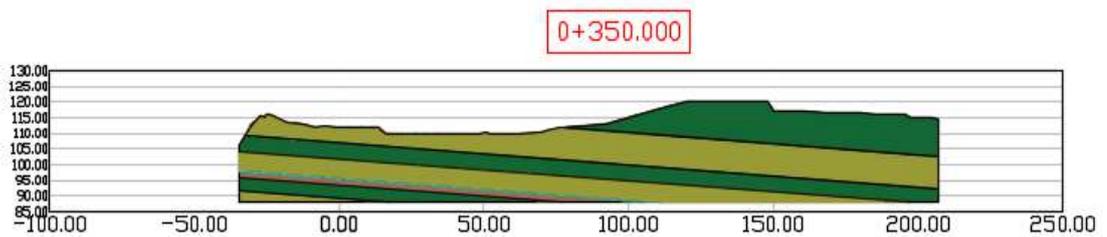
Perfil LM-144



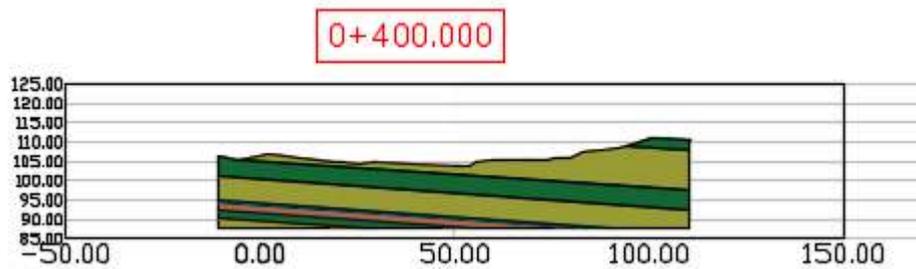
Perfil LM-145



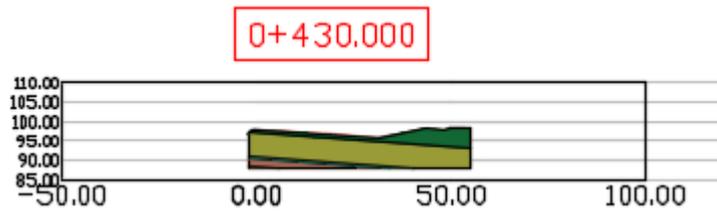
Perfil LM-146



Perfil LM-147



Perfil LM-148

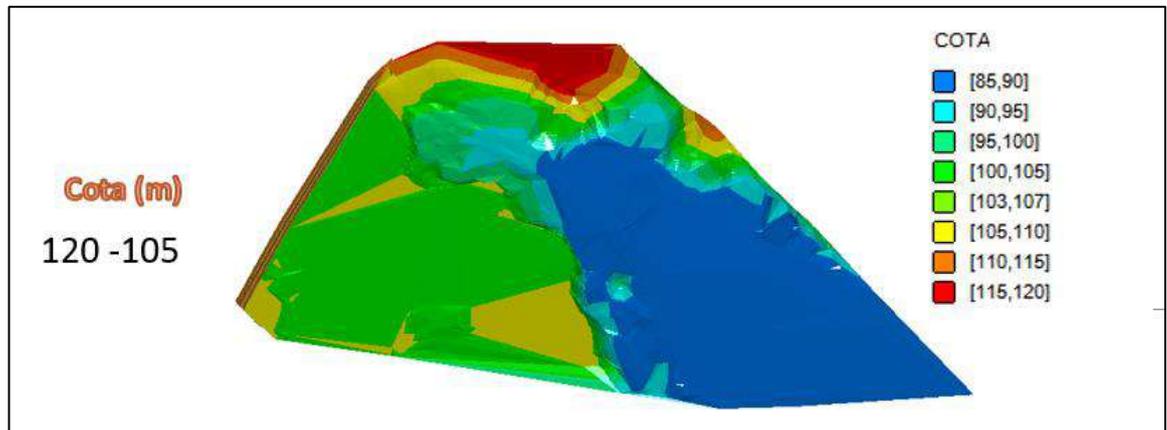


Fuente: Galán. D, 2017

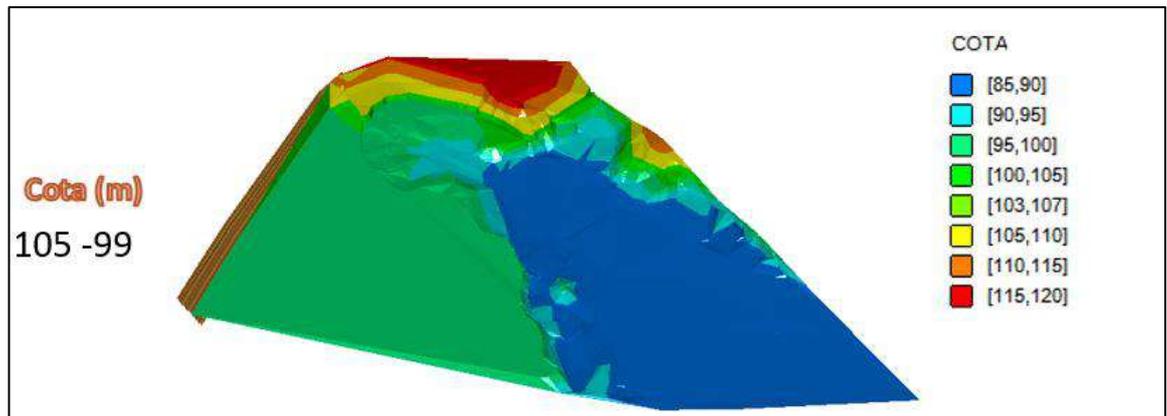
ANEXO B

DISEÑO MODELADO DE LA CANTERA POR AÑO EN 3D

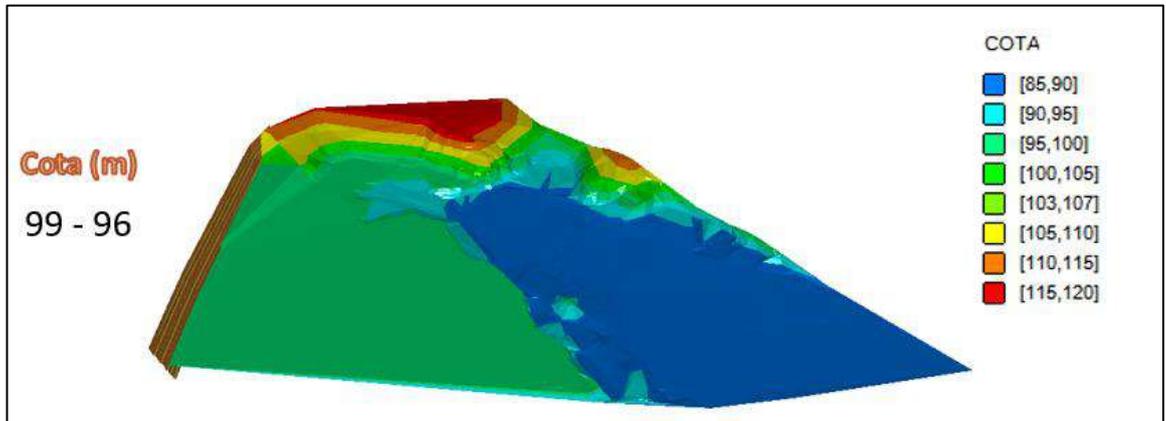
PRIMER AÑO



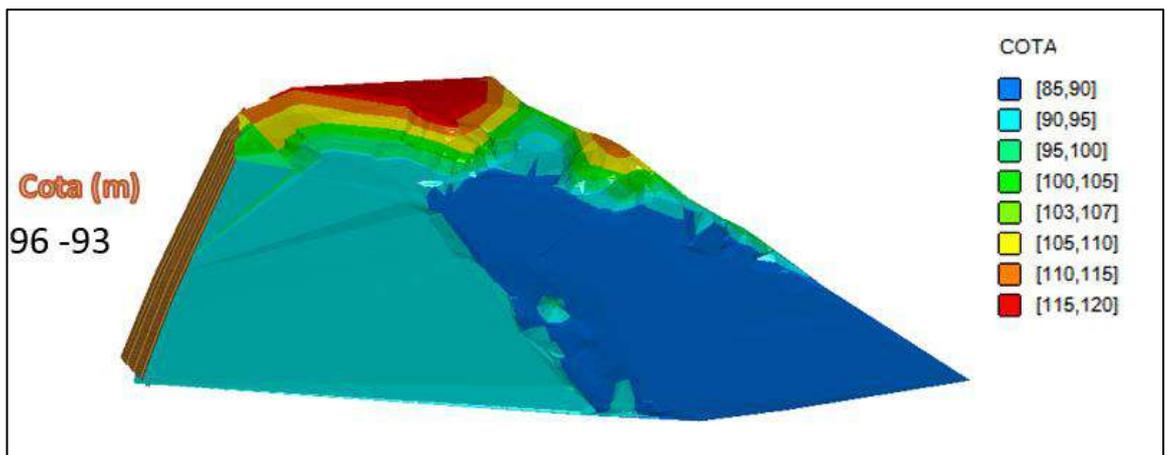
SEGUNDO AÑO



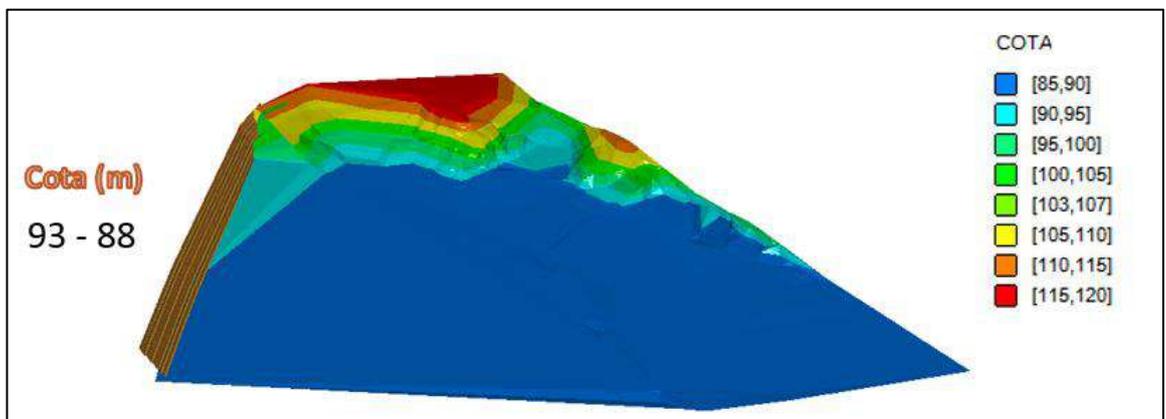
TERCER AÑO



CUARTO AÑO



QUINTO AÑO: Pit Final



Fuente: Galán. D, 2017

ANEXO C

TABLAS DE DETALLES TÉCNICOS Y COSTOS DE MAQUINARIA

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	USD
1.4- Condiciones de utilización (Fc)			0.8	(1 normal)
1.5- Valor residual (VR) = $V_o * 25\%$			500	
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			192	Horas
1.10.- Valor galón combustible diesel (Gd)			1.03	USD
1.11.- Valor Neumáticos (Ne)				-
2.- COSTOS DE PROPIEDAD				
2.1.- Depreciación (VD = $VO - VR$)		VD / VU (horas)	0,47	USD/hor a
2.2.- Interés medio anual (IMA)		$VD*(n + 1)/2*n$	900	USD
2.3.- Intereses		$IMA*i / h.año$	0,56	USD/hor a
2.4.- Seguros		$IMA*s / h.año$	0,09	USD/hor a
2.5.- Total costos de propiedad			2,21	USD/hor a
3.- COSTOS DE OPERACIÓN				
3.1.- Combustible diesel (Cd)		$0,04*HP*Gd$	0.41	USD/hor a
3.2.- Lubricantes (CL)		$0,33*Cd$	0,14	USD/hor a
3.3.- Filtros		$0,2*CL$	0,03	USD/hor a

3.4.- Mantenimiento		$F_c \cdot VD / VU$ (horas)	0,125	USD/hor a
3.5.- Total costos operación (Tco)		$Tco = (3.1 + 3.2 + 3.3 + 3.4)$	0,17	USD/hor a
3.6.- Total costo de operación real		$Tco \cdot Prh / Rpr$	0,19	USD/hor a
4.- COSTOS POR MANO DE OBRA				
4,1.- Salarios (referencial pagos cámara de construcción de Guayaquil 2018)		Operador	3,93	USD/hor a
5.- COSTOS PROPIEDAD + COSTOS OPERACIÓN + MANO OBRA			6,33	USD/hor a
6.- GASTOS GENERALES		10% * (5)	0,63	USD/hor a
7.- COSTO TOTAL HORARIO		(5) + (6)	6,96	USD/hor a

Calculo del costo horario de Excavadora Volvo EC380D				
1.- DATOS GENERALES DE LA MAQUINARIA				
1.1- Descripción			Volvo EC380D	
1.2- Potencia del motor			292	Hp
1.3- Valor original + IVA (VO)	(Costo remanente)		115.000	USD
1.4- Condiciones de utilización (Fc)			0,8	(1 normal)
1.5- Valor residual (VR) = $Vo \cdot 25\%$			28750	
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			1920	Horas
1.10.- Valor galón combustible diesel (Gd)			1,03	USD
1.11.- Valor Neumáticos (Ne)				-
2.- COSTOS DE PROPIEDAD				
2.1.- Depreciación (VD = VO - VR)		VD / VU (horas)	8,98	USD/hor a
2.2.- Interés medio anual (IMA)		$VD \cdot (n + 1) / 2 \cdot n$	51.750	USD
2.3.- Intereses		$IMA \cdot i / h.año$	3,23	USD/hor a

2.4.- Seguros		IMA*s / h.año	0,06	USD/hor a
2.5.- Total costos de propiedad			12,28	USD/hor a
3.- COSTOS DE OPERACIÓN				
3.1.- Combustible diesel (Cd)		0,04*HP*Gd	12,03	USD/hor a
3.2.- Lubricantes (CL)		0,33*Cd	3,97	USD/hor a
3.3.- Filtros		0,2*CL	0,79	USD/hor a
3.4.- Mantenimiento		Fc*VD/VU (horas)	7,19	USD/hor a
3.5.- Total costos operación (Tco)		Tco=(3.1+3.2+3.3+3.4)	23,98	USD/hor a
3.6.- Total costo de operación real		Tco*Prh/Rpr	11,10	USD/hor a
4.- COSTOS POR MANO DE OBRA				
4,1.- Salarios (referencial pagos cámara de construcción de Guayaquil 2018)		Operador	3,93	USD/hor a
5.- COSTOS PROPIEDAD + COSTOS OPERACIÓN + MANO OBRA			27,31	USD/hor a
6.- GASTOS GENERALES		10% * (5)	2,73	USD/hor a
7.- COSTO TOTAL HORARIO		(5) + (6)	30,04	USD/hor a

Calculo del costo horario del Tractor Komatsu D65A-6			
1.- DATOS GENERALES DE LA MAQUINARIA			
1.1- Descripción		Komatsu D65A-6	
1.2- Potencia del motor		140	Hp
1.3- Valor original + IVA (VO)	(Costo remanente)	8000 0	USD
1.4- Condiciones de utilización (Fc)		0,8	(1 normal)
1.5- Valor residual (VR) = Vo * 20%		1600 0	
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		1920	Horas
1.10.- Valor galón combustible diesel		1,03	USD

(Gd)			
1.11.- Valor Neumáticos (Ne)			-
2.- COSTOS DE PROPIEDAD			
2.1.- Depreciación (VD = VO - VR)	VD / VU (horas)	6,67	USD/hora
2.2.- Interés medio anual (IMA)	$VD*(n + 1)/2*n$	38400	USD
2.3.- Intereses	IMA*i / h.año	2,4	USD/hora
2.4.- Seguros	IMA*s / h.año	0,05	USD/hora
2.5.- Total costos de propiedad		9,11	USD/hora
3.- COSTOS DE OPERACIÓN			
3.1.- Combustible diesel (Cd)	$0,04*HP*Gd$	5,768	USD/hora
3.2.- Lubricantes (CL)	$0,33*Cd$	1,90	USD/hora
3.3.- Filtros	$0,2*CL$	0,38	USD/hora
3.4.- Mantenimiento	$Fc*VD/VU$ (horas)	5,33	USD/hora
3.5.- Total costos operación (Tco)	$Tco=(3.1+3.2+3.3+3.4)$	13,39	USD/hora
3.6.- Total costo de operación real	$Tco*Prh/Rpr$	12,45	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		25,49	USD/hora
6.- GASTOS GENERALES	10% * (5)	2,55	USD/hora
7.- COSTO TOTAL HORARIO	(5) + (6)	28,04	USD/hora

Fuente: Galán. D, 2017

ANEXO D

COSTOS EXPLOSIVOS EXPLOCEN. CA



EXPLOCEN C.A.

EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS

LISTA DE PRECIOS / PRICE LIST
VIGENTE DESDE EL 03 DE ENERO DEL 2011

PRODUCTO (Product)	PRESENTACION (Quantity per case)	PRECIO UNITARIO (Unit Price), \$ USD	PRECIO POR PRESENTACION (Price for case), \$ USD
DINAMITA (Dynamite)			
Explogel I (d x l, pulg / inch)			
3 x 16	Caja (Box) 25 kg	3.75 \$ USD / kg	93.75 \$ USD / CAJA (Box)
2 1/2 x 16	Caja (Box) 25 kg	3.75 \$ USD / kg	93.75 \$ USD / CAJA (Box)
2 x 8	Caja (Box) 25 kg	3.75 \$ USD / kg	93.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 1/2 x 8	Caja (Box) 25 kg	3.75 \$ USD / kg	93.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 1/4 x 8	Caja (Box) 25 kg	3.75 \$ USD / kg	93.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 x 8	Caja (Box) 25 kg	3.75 \$ USD / kg	93.75 \$ USD / CAJA (Box)
Explogel III (d x l, pulg / inch)			
1 1/8 x 7	Caja (Box) 25 kg	3.63 \$ USD / kg	90.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 1/4 x 7	Caja (Box) 25 kg	3.63 \$ USD / kg	90.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 x 8	Caja (Box) 25 kg	3.63 \$ USD / kg	90.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 x 7	Caja (Box) 25 kg	3.63 \$ USD / kg	90.75 \$ USD / CAJA (Box)
Explogel III - Explosivo de Contorno (Plumilla)			
7/8 x 16 1/2	Caja (Box) 25 kg	5.01 \$ USD / kg	125.25 \$ USD / CAJA (Box)
Explogel Amón (d x l, pulg / inch)			
3 x 16	Caja (Box) 25 kg	4.43 \$ USD / kg	110.75 \$ USD / CAJA (Box)
2 1/2 x 16	Caja (Box) 25 kg	4.43 \$ USD / kg	110.75 \$ USD / CAJA (Box)
2 x 8	Caja (Box) 25 kg	4.43 \$ USD / kg	110.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 1/2 x 8	Caja (Box) 25 kg	4.43 \$ USD / kg	110.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 1/4 x 8	Caja (Box) 25 kg	4.43 \$ USD / kg	110.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 1/8 x 7	Caja (Box) 25 kg	4.43 \$ USD / kg	110.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 x 8	Caja (Box) 25 kg	4.43 \$ USD / kg	110.75 \$ USD / CAJA (Box)
PENTOLITA (Pentolite)			
Pentolita cilíndrica (Pentolite Boosters)			
APD 150gr. de 133x135 mm (dxd) (1 vástago)	Caja (Box) 25 kg	11.63 \$ USD / kg	290.75 \$ USD / CAJA (Box)
APD 175gr. de 33x153 mm (dxd) (1 vástago)	Caja (Box) 25 kg	11.63 \$ USD / kg	290.75 \$ USD / CAJA (Box)
APD 225gr. de 41x123 mm (dxd) (1 vástago)	Caja (Box) 25 kg	11.63 \$ USD / kg	290.75 \$ USD / CAJA (Box)
APD 450gr. de 68x85 mm (dxd) (2 vástagos)	Caja (Box) 25 kg	11.63 \$ USD / kg	290.75 \$ USD / CAJA (Box)
APD 675gr (2 vástagos)	Caja (Box) 25 kg	11.63 \$ USD / kg	290.75 \$ USD / CAJA (Box)
Rompedor cónico			
150gr. de 94x85mm (dch)	Caja (Box) 25 kg	13.57 \$ USD / kg	339.25 \$ USD / CAJA (Box)
225gr. de 90x66 mm (dch)	Caja (Box) 25 kg	13.57 \$ USD / kg	339.25 \$ USD / CAJA (Box)
450gr. de 120x75 mm (dch)	Caja (Box) 25 kg	13.57 \$ USD / kg	339.25 \$ USD / CAJA (Box)
1500gr. De 188x101 mm (dch)	Caja (Box) 25 kg	13.57 \$ USD / kg	339.25 \$ USD / CAJA (Box)
ANFO			
Normal	Saco (Bag) 25 kg	1.07 \$ USD / kg	26.75 \$/SACO (Bag)
Aluminizado 5%	Saco (Bag) 25 kg	1.14 \$ USD / kg	28.50 \$/SACO (Bag)
Aluminizado 10%	Saco (Bag) 25 kg	1.17 \$ USD / kg	29.36 \$/SACO (Bag)
EMULSION (Emulsions)			
Emulsen 910 (d x l, pulg / inch)			
2 x 16	Caja (Box) 25 kg	3.39 \$ USD / kg	84.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 1/2 x 16	Caja (Box) 25 kg	3.39 \$ USD / kg	84.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 1/2 x 8	Caja (Box) 25 kg	3.39 \$ USD / kg	84.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 1/4 x 8	Caja (Box) 25 kg	3.39 \$ USD / kg	84.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 1/4 x 16	Caja (Box) 25 kg	3.39 \$ USD / kg	84.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 1/8 x 7	Caja (Box) 25 kg	3.39 \$ USD / kg	84.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 x 8	Caja (Box) 25 kg	3.39 \$ USD / kg	84.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 x 7	Caja (Box) 25 kg	3.39 \$ USD / kg	84.75 \$ USD / CAJA (Box)
Emulsen 720 (d x l, pulg / inch)			
3 x 16	Caja (Box) 25 kg	3.39 \$ USD / kg	84.75 \$ USD / CAJA (Box)
2 3/4 x 16	Caja (Box) 25 kg	3.39 \$ USD / kg	84.75 \$ USD / CAJA (Box)
2 1/2 x 16	Caja (Box) 25 kg	3.39 \$ USD / kg	84.75 \$ USD / CAJA (Box)
2 1/4 x 16	Caja (Box) 25 kg	3.39 \$ USD / kg	84.75 \$ USD / CAJA (Box)
2 x 16	Caja (Box) 25 kg	3.39 \$ USD / kg	84.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 1/2 x 16	Caja (Box) 25 kg	3.39 \$ USD / kg	84.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 1/2 x 8	Caja (Box) 25 kg	3.39 \$ USD / kg	84.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 1/4 x 16	Caja (Box) 25 kg	3.39 \$ USD / kg	84.75 \$ USD / CAJA (Box)
Emulgrel 3000			
Tanque iso / Tank emulsions	tanque (Tank) 20000 kg	1.79 \$ USD / kg	35,800 \$ USD /TANQUE (Tank)
Anemul			
Anemul (20% anfo y 80% Emulgrel 3000)	Caja (Box) 25 kg	2.60 \$ USD / kg	65.00 \$ USD / CAJA (Box)
CORDON DETONANTE (Detonating Cord)			
Cordon 5gr.	Rollo 500 m	0.25 \$ USD / m	125.00 \$ USD /ROLLO (Reel)
Cordon 10gr.	Rollo 500 m	0.31 \$ USD / m	155.00 \$ USD /ROLLO (Reel)
Cordon 60gr.	Rollo 300 m	1.72 \$ USD / m	516.00 \$ USD /ROLLO (Reel)



EXPLOCEN C.A.

EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS

LISTA DE PRECIOS / PRICE LIST
VIGENTE DESDE EL 03 DE ENERO DEL 2011

PRODUCTO (Product)	PRESENTACION (Quantity per case)	PRECIO UNITARIO (Unit Price), \$ USD	PRECIO POR PRESENTACION (Price for case), \$ USD
MECHA (Safety fuse)			
Mecha lenta (Mecha de seguridad)	Caja (Box) 1000 m	0.15 \$ USD /m	150.00 \$ USD / CAJA (Box)
Mecha rápida	Rollo 150 m	0.71 \$ USD /m	106.50 \$ USD /ROLLO (Reel)
FULMINANTES (Detonators)			
Ordinarios No. 8	Caja (Box) 100 Unidades	0.22 \$ USD / Unidad	22.00 \$ USD / CAJA (Box)
Estopin de 1.00 m	Unidades (Unit)	0.39 \$ USD / Unidad	
Estopin de 1.20 m	Unidades (Unit)	0.42 \$ USD / Unidad	
Estopin de 1.40 m	Unidades (Unit)	0.45 \$ USD / Unidad	
Estopin de 1.60 m	Unidades (Unit)	0.48 \$ USD / Unidad	
Estopin de 1.80 m	Unidades (Unit)	0.51 \$ USD / Unidad	
Estopin de 2.00 m	Unidades (Unit)	0.54 \$ USD / Unidad	
Estopin de 2.20 m	Unidades (Unit)	0.57 \$ USD / Unidad	
Estopin de 2.40 m	Unidades (Unit)	0.60 \$ USD / Unidad	
Estopin de 2.60 m	Unidades (Unit)	0.63 \$ USD / Unidad	
Eléctricos Instantáneos de 3 m de cable (Fulmelec)	Caja (Box) 500 Unidades	4.31 \$ USD / Unidad	
No eléctricos MS/LP de 2,6 m de cable FANEL	Caja (Box) 100 Unidades	2.88 \$ USD / Unidad	
No eléctricos MS/LP de 3,6 m de cable FANEL	Caja (Box) 100 Unidades	2.99 \$ USD / Unidad	
No eléctricos MS/LP de 3,8 m de cable FANEL	Caja (Box) 100 Unidades	3.04 \$ USD / Unidad	
No eléctricos MS/LP de 4,2 m de cable FANEL	Caja (Box) 100 Unidades	3.22 \$ USD / Unidad	
No eléctricos MS/LP de 5,2 m de cable FANEL	Caja (Box) 100 Unidades	4.15 \$ USD / Unidad	
No eléctricos MS/LP de 6 m de cable FANEL	Caja (Box) 100 Unidades	4.49 \$ USD / Unidad	
No eléctricos MS/LP de 15 m de cable FANEL	Caja (Box) 100 Unidades	5.32 \$ USD / Unidad	
Detonadores no eléctricos Fanel dual 10 m	Caja (Box) 50 Unidades	6.77 \$ USD / Unidad	
Detonadores no eléctricos Fanel dual 12 m	Caja (Box) 50 Unidades	8.77 \$ USD / Unidad	
Detonadores no eléctricos Fanel dual 15 m	Caja (Box) 40 Unidades	9.65 \$ USD / Unidad	
Detonadores no eléctricos Fanel dual 20 m	Caja (Box) 40 Unidades	10.59 \$ USD / Unidad	
CONECTORES (Connectors)			
Conectores de superficie MSCB (antes HP)	Caja (Box) 150 Unidades	5.12 \$ USD / Unidad	
Fanel conector troncal dual (FANEL GTD) ms 4.8	Caja (Box) 100 Unidades	3.32 \$ USD / Unidad	
Conectores de mecha rápida	Caja (Box) 100 Unidades	0.37 \$ USD / Unidad	
ACCESORIOS (Accessories)			
Máquina selladora de fulminante y mecha	Caja (Box) 1 Unidades	\$ USD / Unidad	
Inflamadores eléctricos	Unidades	2.49 \$ USD / Unidad	
Pinzas minador / CAP CRIMPER		55.91 \$ USD / Unidad	
PUNZON ANTICHISPA 6 "		5.42 \$ USD / Unidad	
PUNZON ANTICHISPA 8 "		5.79 \$ USD / Unidad	
Ohmetro REO BO 199.9-1 Blaster's Ohmmeters		390.49 \$ USD / Unidad	
Explosor REO CD 225-2J Blasting Machines		595.41 \$ USD / Unidad	
Operación del carro planta		3,470.00 \$ USD / Mes	
Servicio de monitoreo de vibración y ruido		180.00 \$ USD / Unidad	
MATERIAS PRIMAS			
Nitrato de Amonio AG	Caja (Box) 25 kg	0.98 \$ USD / kg	24.50 \$/SACO (Bag)
Nitrato de Sodio	Caja (Box) 25 kg	1.37 \$ USD / kg	34.25 \$/SACO (Bag)
TNT	Caja (Box) 25 kg	5.10 \$ USD / kg	127.50 \$/SACO (Bag)
Polvora negra	Saco (Bag) 25 kg	7.06 \$ USD / kg	176.50 \$/SACO (Bag)

Nota: Para compras en Ecuador se deberá agregar el 12% de IVA

Algunos precios pueden variar sin previo aviso, por favor comunicarse con nuestro Departamento de Comercialización o solicitar una cotización antes de realizar sus pedidos.

* PREVIA COTIZACION

Nomenclatura Utilizada:

Vástago = Agujero donde entra el fulminante

d x l = Diámetro x largo

d x h = Diámetro x altura

MS = Milisegundo

LP = Largo periodo

MSCB = Milli Second Connecting Blasting

Fanel dual = TEC'S = Tecnología silenciosa

Fanel = Nonel = Tecnel = Fulminante no eléctrico

APD = Alto Poder de Detonación

AG = Anfo grade: (Grado Anfo)

Cnl. Miguel Reyes Cordero
GERENTE GENERAL

Ing. Rodrigo Ruiz H. MBA
GERENTE DE FINANZAS Y LOGISTICA

Ing. Jorge Loya S. MGCP
JEFE DE COMERCIALIZACION

Fuente: EXPLOCEN, 2011

ANEXO F
TABLA DE FLUJO DE CAJA

AÑOS		INVERSIÓN	1	2	3	4	5
Producción anual (m3)			242598,51	242598,51	242598,51	242598,51	242598,51
Venta (\$1,6/m3)			\$ 1,60	\$ 1,60	\$ 1,60	\$ 1,60	\$ 1,60
Inversión para equipos		\$208.134,00					
Construcción de obras civiles		\$8.134,00					
Costos de Seguridad y Salud Ocupacional			\$ 2.100,00	\$ 2.100,00	\$ 2.100,00	\$ 2.100,00	\$ 2.100,00
Costos de mano de obra			\$ 60.000,00	\$ 60.000,00	\$ 60.000,00	\$ 60.000,00	\$ 60.000,00
Costos de amortización anual			\$ 60.000,00	\$ 42.000,00	\$ 29.400,00	\$ 20.580,00	\$ 14.406,00
Costos de Operación			\$ 111.512,80	\$ 111.512,80	\$ 111.512,80	\$ 111.512,80	\$ 111.512,80
Costos de perforación y voladura			\$ 33.819,72	\$ 33.819,72	\$ 33.819,72	\$ 33.819,72	\$ 33.819,72
Costos Indirectos			\$ 5.575,64	\$ 5.575,64	\$ 5.575,64	\$ 5.575,64	\$ 5.575,64
Patentes			\$ 104,22	\$ 104,22	\$ 104,22	\$ 104,22	\$ 104,22
Regalías			\$ 3.345,38	\$ 3.345,38	\$ 3.345,38	\$ 3.345,38	\$ 3.345,38
Ingresos por ventas de activos			\$ 388.157,62	\$ 388.157,62	\$ 388.157,62	\$ 388.157,62	\$ 388.157,62
Total Egresos		\$216.268,00	\$276.457,77	\$258.457,77	\$245.857,77	\$237.037,77	\$230.863,77
BENEFICIO BRUTO			\$ 111.699,85	\$ 129.699,85	\$ 142.299,85	\$ 151.119,85	\$ 157.293,85
Impuestos	SRI 22%		\$ 24.573,97	\$ 28.533,97	\$ 31.305,97	\$ 33.246,37	\$ 34.604,65
	IVA 12%		\$ 13.403,98	\$ 15.563,98	\$ 17.075,98	\$ 18.134,38	\$ 18.875,26

Total		\$ 37.977,95	\$ 44.097,95	\$ 48.381,95	\$ 51.380,75	\$ 53.479,91
BENEFICIO NETO		\$ 73.721,90	\$ 85.601,90	\$ 93.917,90	\$ 99.739,10	\$ 103.813,94
Utilidades laborales		\$ 11.058,28	\$ 12.840,28	\$ 14.087,68	\$ 14.960,86	\$ 15.572,09
FLUJO DE CAJA	-\$216.268,00	\$62.663,61	\$72.761,61	\$79.830,21	\$84.778,23	\$88.241,85

BIBLIOGRAFÍA

Bienestar Estudiantil, A. (2013). Ingreso 2012 en Tablas y Gráficos. Guayaquil: Escuela Superior Politécnica del Litoral.

Bieniawski, Z. (1989). Engineering Rock Mass Classifications. Canada: John Wiley.

Conesa Fernandez Vitoria, V. (2003). Guía metodológica para la evaluación de impacto ambiental. Madrid, Barcelona y México: Mundi Prensa.

Cruz del Sur, C. (2009). Balandra Cruz del Sur. Obtenido de <http://www.balandra.edu.ec/>

Cuenca, M. E. (2015). Diseño de explotación de las calizas existentes en el yacimiento "ISIMANCHI". Quito: Universidad Central del Ecuador.

Luzarraga, F. L. (septiembre de 2011). Análisis Ambiental de la Cantera Municipal N°8, ubicada en el sector de San Eduardo junto a la Ciudad Deportiva Carlos Pérez Perasso .

Luzarraga, L. F. (2011). Análisis ambiental de la cantera municipal N° 8, ubicada en el sector de San Eduardo junto a la ciudad deportiva Carlos Pérez Perasso. Guayaquil: Universidad de Guayaquil.

Medina, P. G. (1982). Estudio Geológico del Campus Politécnico. Guayaquil: Escuela Superior Politecnica del Litoral.

Morante, C. F. (2004). Las Zeolitas de la costa del Ecuador (Guayaquil): Geología, Caracterización y Aplicaciones. Guayaquil: Escuela Superior Politécnica de Madrid.

Muñoz, R. C. (2015). "Evaluación de reservas y diseño del sistema de explotación del área minera Mary Elena código: 102317". Quito, Ecuador: Universidad Central del Ecuador Facultad de Ingeniería en Geología, Minas, Petróleos y Ambiental Carrera de Ingeniería en Minas.

Nazareno, C. J. (2002). Gestión del movimiento de tierras y aprovechamiento de las zeolitas naturales existentes en el parque tecnológico del campus ESPO. Guayaquil: Escuela Superior Politécnica del Litoral.

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.

Vallejo, G. L. (2004). Ingeniería Geológica. Madrid: Pearson Educación, S.A. .

Vargas, S. R. (1999). La maquinaria pesada en movimiento de tierras (Descripción y Rendimiento). Mexico: Instituto Tecnológico de la construcción.

Yáñez y Cadena. (2002). Evaluación del potencial turístico- recreativo del Lago de la ESPOLO.