

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

Diseño de explotación minera de materiales de construcción en el bloque noreste de la concesión Cerro Grande 1, Durán-Ecuador.

PROYECTO INTEGRADOR

Previo la obtención del Título de:

Ingeniero de Minas

Presentado por:

Juan José González Menéndez

Patricia Jacqueline Paucar Cujilema

GUAYAQUIL - ECUADOR

Año: 2019

DEDICATORIA

El presente proyecto lo dedico a mis padres y hermano por el amor, confianza, sacrificio y apoyo que me han dado a lo largo de mi vida, para que pueda alcanzar todas mis metas propuestas.

Juan José González Menéndez.

DEDICATORIA

A mis padres: César y Enma por su amor, paciencia y apoyo incondicional; ustedes han sido el pilar fundamental de mi crecimiento personal y profesional.

A mis hermanos: Elvis y César Luis por ser mi más grande inspiración.

A mis amigos: Sofy, Luis y Leo, por sus consejos y apoyo en momentos difíciles.

Patricia Jacqueline Paucar Cujilema.

AGRADECIMIENTOS

Agradecemos a la empresa Sociedad en Predios Rústicos Cerro Grande S.A. y Logimin S.A. por abrirnos las puertas y permitirnos desarrollar el presente proyecto.

A la MsC. Samantha Jiménez Oyola por habernos guiado a través de todo el proceso de desarrollo de este trabajo.

A la MsC. Esmilka Guerra, MsC. Jesús Crespo, MsC. Eduardo Díaz y al Ing. Galo Montenegro por habernos impartido los conocimientos necesarios que nos permitieron realizar el proyecto correctamente.


A la Ing. Mishel García por ofrecernos consejos y guías en ciertas partes del trabajo.

A todos nuestros profesores y compañeros que nos han apoyado incondicionalmente durante toda la carrera.

Los Autores.

DECLARACIÓN EXPRESA

“Los derechos de titularidad y explotación, nos corresponde conforme al reglamento de propiedad intelectual de la institución; *Juan José González Menéndez* y *Patricia Jacqueline Paucar Cujilema* damos nuestro consentimiento para que la ESPOL realice la comunicación pública de la obra por cualquier medio con el fin de promover la consulta, difusión y uso público de la producción intelectual”



Juan José González
Menéndez



Patricia Jacqueline
Paucar Cujilema

EVALUADORES

.....
MsC. José Moreno Chávez

PROFESOR DE LA MATERIA

.....
MsC. Samantha Jiménez Oyola

PROFESOR TUTOR

RESUMEN

El presente trabajo fue efectuado en la concesión minera Cerro Grande 1, ubicada en el cantón Durán. El objetivo fue diseñar el sistema de explotación minera del bloque noreste de la cantera, mediante la implementación de criterios técnicos, económicos y ambientales, garantizando rentabilidad y minimización de impactos ambientales. Actualmente, el titular minero Sociedad en Predios Rústicos Cerro Grande S.A. y la empresa Logimin S.A. se encuentran explotando materiales de construcción, sin embargo, ellos requieren seguir produciendo para cumplir con la demanda, es por esto, que el proyecto se enfocó en el diseño de explotación de un bloque específico.

Para la ejecución del proyecto integrador se partió de la recopilación bibliográfica y de la geología y topografía de la concesión para poder iniciar la fase de trabajo de campo y laboratorio. La siguiente fase se basó en la realización del cálculo de reservas y diseño de explotación con el respectivo análisis ambiental y económico.

Como resultado de este trabajo, se diseñó 4 bancos de explotación de 9 m. y 1 banco de 5 m. con respecto a las cotas 45, 36, 27, 18, 9 y 4 m.s.n.m. respectivamente. La perforación y voladura se realizó con base en criterios técnicos, garantizando la menor afectación a las construcciones aledañas y un grado de fragmentación adecuada para la entrada del material a planta. Con respecto al sistema de carga y transporte, se calculó de acuerdo a la maquinaria existente en la empresa, y con esto se obtuvo una optimización teórica del 11% en el ciclo de carga y transporte.

Este trabajo constituye un gran aporte a la industria, ya que permitió el desarrollo de un óptimo diseño de explotación, priorizando la minimización de costos operativos y control de actividades, de manera que la extracción de los materiales sea económicamente rentable y ambientalmente sostenible.

Palabras Clave: Diseño de explotación, perforación, voladura, carga, transporte.

ABSTRACT

This work was carried out in the Cerro Grande 1 mining concession, located in the Durán canton. The objective was to design the mining system of the northeast block of the quarry, through the implementation of technical, economic and environmental criteria, guaranteeing profitability and minimizing environmental impacts. Currently, the mining owner Sociedad en Predios Rústicos Cerro Grande S.A. with the company Logimin S.A. are extracting construction materials, however, they need to continue producing to comply the demand, which is why the project is focused on the exploitation design of a specific block.

For the execution of the project, it started with the bibliographic compilation and the geology and topography of the concession in order to begin the field and laboratory work phase. The next phase was based on the reserve calculation and exploitation design with the respective environmental and economic analysis.

Among the results, it was designed 4 benches of 9 m. and 1 bench of 5 m. with respect to dimensions 45, 36, 27, 18, 9 and 4 m.a.s.l. respectively. The drilling and blasting was carried out based on technical criteria, guaranteeing the least affectation to the surrounding constructions and an adequate degree of fragmentation for the entrance of the material to the plant. With respect to the loading and transport system, it was calculated according to the existing machinery in the company, and with this it was obtained a theoretical optimization of 11% in the loading and transport cycle.

This work constitutes a great contribution to the industry, since it allowed the development of an optimal exploitation design, prioritizing the minimization of operational costs and control of activities, so that the extraction of the materials is economically profitable and environmentally sustainable.

Keywords: Exploitation design, drilling, blasting, loading, transportation.

ÍNDICE GENERAL

RESUMEN.....	I
<i>ABSTRACT</i>	II
ÍNDICE GENERAL	III
ABREVIATURAS.....	VIII
SIMBOLOGÍA	IX
ÍNDICE DE FIGURAS	XI
ÍNDICE DE TABLAS.....	XIII
CAPÍTULO 1.....	1
1. INTRODUCCIÓN	1
1.1. Descripción del problema	2
1.2. Justificación del problema	2
1.1. Objetivos	2
1.1.1. Objetivo General	2
1.1.2. Objetivos Específicos.....	3
1.2. Marco teórico.....	3
1.2.1. Ubicación Geopolítica	3
1.2.2. Accesos y comunicación.....	4
1.2.3. Ubicación cartográfica del área de estudio	4
1.2.4. Marco Legal	5
1.2.5. Geología Regional	8
1.2.6. Geología Local.....	9
1.2.7. Condiciones Meteorológicas	10
1.2.8. Topografía	12
1.2.9. Situación actual.....	12

1.2.10.	Caracterización de los materiales.....	13
1.2.11.	Caracterización Geomecánica.....	15
1.2.12.	Caracterización según ordenanza que regula la explotación minera de materiales áridos, pétreos y otros en el cantón Guayaquil.....	16
1.2.13.	Cálculo de reservas.....	17
1.2.14.	Métodos de explotación a cielo abierto.....	17
1.2.15.	Características específicas de diseño.....	19
CAPÍTULO 2.....		20
2.	METODOLOGÍA.....	20
2.1.	Fase I: Información preliminar.....	21
2.2.	Fase II: Levantamiento de información.....	21
2.2.1.	Trabajo de campo.....	21
2.2.2.	Trabajo de laboratorio.....	24
2.3.	Fase III: Procesamiento de datos.....	32
2.3.1.	Diseño de explotación minera.....	33
2.3.2.	Estabilidad de taludes.....	36
2.3.3.	Perforación y voladura.....	36
2.3.4.	Carga y transporte.....	40
2.3.5.	Análisis Ambiental.....	46
2.3.6.	Análisis Económico.....	47
2.4.	Fase IV: Análisis de Resultados – Conclusiones y Recomendaciones.....	48
CAPÍTULO 3.....		49
3.	RESULTADOS Y ANÁLISIS.....	49
3.1.	Geología estructural.....	49
3.2.	Geomecánica.....	49
3.3.	Caracterización de los materiales.....	50
3.3.1.	Granulometría.....	50

3.3.2.	Densidad.....	54
3.3.3.	Resistencia a la compresión simple.....	56
3.3.4.	Abrasión de los Ángeles	57
3.3.5.	Presencia de impurezas orgánicas en el árido fino.....	57
3.4.	Ficha de especificaciones técnicas de materiales	58
3.5.	Cálculo de reservas.....	59
3.5.1.	Levantamiento de la columna estratigráfica.....	59
3.5.2.	Volúmenes de material	60
3.6.	Elección del método de explotación	61
3.7.	Ritmo de explotación óptimo	62
3.7.1.	Capacidad de producción máxima según legislación minera ecuatoriana .	62
3.7.2.	Capacidad operativa de la planta.....	62
3.7.3.	Días de trabajo.....	63
3.7.4.	Producción diaria	63
3.7.5.	Tiempo de vida útil de la cantera	63
3.8.	Diseño de la geometría de explotación	64
3.9.	Secuencia de explotación.....	66
3.10.	Estabilidad de taludes	68
3.10.1.	Análisis cinemático de las discontinuidades-tipo de rotura.....	68
3.11.	Perforación y voladura.....	70
3.11.1.	Volúmenes y litologías de explotación por banco	70
3.11.2.	Selección de explosivos, agentes de voladura y accesorios	71
3.11.3.	Cálculos perforación y voladura de los bancos 5, 4 y 3.....	71
3.11.4.	Cálculos de perforación y voladura para el banco 2.....	75
3.11.5.	Cálculos de perforación y voladura banco 1	78
3.12.	Carga y transporte.....	82
3.12.1.	Coeficientes utilizados.....	82

3.12.2.	Análisis preliminar.....	84
3.12.3.	Cálculo con condiciones actuales.....	86
3.12.4.	Cálculo optimizado	87
3.13.	Planificación Minera	89
3.13.1.	Planificación a corto plazo	90
3.13.2.	Planificación a mediano y largo plazo.....	91
3.14.	Análisis Ambiental	94
3.15.	Análisis Económico	98
3.15.1.	Costos directos.....	98
3.15.2.	Costos indirectos	102
3.15.3.	Patentes de conservación	102
3.15.4.	Regalías	102
3.15.5.	Costo anual de producción.....	103
CAPÍTULO 4.....		104
4.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	104
4.1.	Conclusiones.....	104
4.2.	Recomendaciones.....	105
BIBLIOGRAFÍA.....		106
Apéndices.....		108
Apéndice A.....		109
Apéndice A1.	Norma técnica - Análisis granulométrico en los áridos, finos y gruesos. NTE INEN 696.....	109
Apéndice A2.	Norma técnica Áridos. Determinación del material más fino que pasa el tamiz con aberturas de 75um (No 200) mediante lavado. NTE INEN 697.....	112
Apéndice A3.	Norma técnica-Hormigón y áridos para elaborar hormigón NTE INEN 694.	114
Apéndice A4.	Norma técnica-Impurezas orgánicas NTE INEN 855 (INEN, 2010)	116

Apéndice A5: Metodología de ensayo Proctor	118
Apéndice A6: Metodología de ensayo CBR	118
Apéndice B.....	120
Apéndice B1. Descripción de láminas delgadas muestras M-01, M-02, M-03, M-04, M-05.	120
Apéndice B2. Producción de la cantera Cerro Grande 1 durante el año 2019	125
Apéndice B3. Reporte de ensayo de resistencia a la compresión simple.	126
Apéndice C	128
Apéndice C1. Mapeo de estaciones geomecánicas	128
Apéndice D	136
Apéndice D1. Características de la excavadora VOLVO EC 210 BLC.....	136
Apéndice D2. Características de la excavadora VOLVO EC 240 BLC.....	139
Apéndice D3. Características de la perforadora Atlas Copco ECM 590RC.....	143
Apéndice D4. Características del volquete Dongfeng KINGRUN 20.....	144
Apéndice E.....	145
Apéndice E1. Lista de explosivos y accesorios EXPLOCEN C.A.....	145

ABREVIATURAS

ESPOL	Escuela Superior Politécnica del Litoral
FICT	Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra
MTOP	Ministerio de Transporte y Obras Públicas
INAMHI	Instituto Nacional de Meteorología e Hidrología
ASTM	American Society for Testing and Materials
INEN	Instituto Ecuatoriano de Normalización
GAD	Gobierno Autónomo Descentralizado
RCS	Resistencia a la Compresión Simple
RQD	Rock Quality Designation
JRC	Joint Roughness Coefficient
RMR	Rock Mass Rating
UTM	Universal Transverse Mercator
WGS	Sistema Geodésico Mundial
GPS	Sistema de Posicionamiento Global
CBR	California Bearing Ratio
SAE	Society of Automotive Engineers
ISO	International Organization for Standardization
S.A.	Sociedad Anónima
LNS	Lutita no silicificada
LS	Lutita silicificada
C	Chert
ANFO	Ammonium Nitrate – Fuel Oil

SIMBOLOGÍA

g.	Gramo
kg.	Kilogramo
t.	Tonelada
km.	Kilómetro
ha.	Hectárea
m.s.n.m.	Metros sobre el nivel del mar
m.a.s.l.	Meters above sea level
m.	Metro
mlp.	Metros lineales de perforación
m ² .	Metro cuadrado
m ³ .	Metro cúbico
cm.	Centímetro
cm ² .	Centímetro cuadrado
cm ³ .	Centímetro cúbico
mm.	Milímetro
mm ² .	Milímetro cuadrado
pulg.	Pulgada
"	Pulgada
µm.	Micrómetro
ml.	Mililitro
L.	Litro
Lb.	Libra
N	Newton
kN	Kilonewton
MPa	Megapascal
HP	Caballos de fuerza
psi.	Libras por pulgada cuadrada
cf.	Pie cúbico
lbf.	Libra-fuerza
mph.	Millas por hora

h	Hora
min.	Minuto
seg.	Segundo
ms.	Milisegundo
RPM	Revoluciones por minuto
NE	Noreste
SO	Suroeste
NO	Noroeste
K	Potasio
Cr	Cromo
O	Oxígeno
Na	Sodio
H	Hidrógeno
°	Grado
°C	Grado centígrado
%	Porcentaje
No.	Número
#	Número
\$	Dólar estadounidense
USD	United States Dollars
±	Más/menos

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Mapa de ubicación de la cantera Cerro Grande 1	3
Figura 1.2 Vías de acceso a la cantera Cerro Grande 1	4
Figura 1.3 Mapa de ubicación del bloque noreste en la concesión Cerro Grande 1	5
Figura 1.4 Normativa legal general para la explotación de materiales áridos y pétreos en el cantón Durán	6
Figura 1.5 Normativa técnica aplicable para la explotación de materiales áridos y pétreos en el cantón Durán	7
Figura 1.6 Geología Regional de la concesión Cerro Grande 1	9
Figura 1.7 Geología local de la concesión Cerro Grande 1	10
Figura 1.8 Datos de precipitaciones en el tiempo (últimos 10 años, M5133)	11
Figura 1.9 Datos de temperatura media M5133	11
Figura 1.10 Mapa topográfico de la concesión Cerro Grande 1	12
Figura 1.11 Definición de los límites de Atterberg 1	15
Figura 1.12 Cantera en terreno horizontal, trinchera de apertura (izquierda), bancos (derecha)	18
Figura 1.13 Parámetros geométricos de diseño	19
Figura 1.14 Tipos de rotura en un macizo rocoso	19
Figura 2.1 Metodología aplicada para el desarrollo del proyecto	20
Figura 2.2 Extracción de núcleo de roca	27
Figura 3.1 Identificación de fallas en zona de estudio	49
Figura 3.2 Curva granulométrica de material de tamaño No.4	51
Figura 3.3 Curva granulométrica de material de tamaño 3/8"	52
Figura 3.4 Curva granulométrica de material de tamaño 3/4"	53
Figura 3.5 Curva granulométrica de material arena	54
Figura 3.6 Resultado de ensayo de presencia de impurezas orgánicas en la muestra de árido fino.....	57
Figura 3.7 Columna estratigráfica la zona de estudio.....	60
Figura 3.8 Modelo geológico de la zona de estudio vista isométrica	61
Figura 3.9 Modelo geológico de la zona de estudio vista isométrica.....	61
Figura 3.10 Métodos de explotación de canteras y graveras	62
Figura 3.11 Representación gráfica de los parámetros geométricos de la cantera	66

Figura 3.12 Secuencia de explotación.....	67
Figura 3.13 Análisis de tipo de rotura para los bancos 5 y 4	68
Figura 3.14 Análisis de tipo de rotura para los bancos 3 y 2	69
Figura 3.15 Análisis de tipo de rotura para el banco 1	69
Figura 3.16 Distribución de barrenos y cargas bancos 5, 4 y 3.....	73
Figura 3.17 Secuencia de voladura para los bancos 5, 4 y 3	74
Figura 3.18 Secuencia de voladura para los bancos 5, 4 y 3	74
Figura 3.19 Distribución de barrenos y cargas banco 2	77
Figura 3.20 Secuencia de voladura para el banco 2	77
Figura 3.21 Secuencia de voladura para el banco 2	78
Figura 3.22 Distribución de barrenos del banco 1	80
Figura 3.23 Secuencia de voladura del banco 1.....	81
Figura 3.24 Secuencia de voladura del banco 1.....	81
Figura 3.25 Secuencia de extracción de los bancos por años	92
Figura 3.26 Comparación de la topografía actual y final	93

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1	Coordenadas que delimitan el bloque Noreste	5
Tabla 1.2	Calidad de macizo rocoso en base al índice RMR	16
Tabla 1.3	Ensayos de calidad aplicados al análisis de materiales áridos y pétreos	16
Tabla 2.1	Maquinaria utilizada en las operaciones dentro de la concesión	23
Tabla 2.2	Cantidad mínima de muestra según el tamaño máximo nominal del agregado	25
Tabla 2.3	Cantidad mínima de muestra según el tamaño máximo nominal del agregado después del cuarteo.	26
Tabla 2.4	Gradación del material según la cantidad de pasante retenido	29
Tabla 2.5	Número de esferas de acuerdo a la gradación	30
Tabla 2.6	Diámetro del barrenado en función de la resistencia de la roca	37
Tabla 2.7	Altura del banco en función del diámetro del barrenado	37
Tabla 2.8	Variables de diseño en función del diámetro	37
Tabla 2.9	Longitud de cargas en función del diámetro (D) del barrenado	38
Tabla 2.10	Longitud de cargas en función del diámetro (D) del barrenado	39
Tabla 2.11	Tiempos de ciclos para cada equipo según el tamaño del cazo	41
Tabla 2.12	Eficiencia operativa global	42
Tabla 2.13	Factor de llenado del cazo de cada equipo según el estado del material a cargar	42
Tabla 2.14	Factor de corrección por la altura de la pila del material	42
Tabla 2.15	Factor de corrección por el ángulo de giro	42
Tabla 3.1	Valoración RMR de las estaciones geomecánicas	50
Tabla 3.2	Granulometría del material de tamaño No.4	50
Tabla 3.3	Granulometría del material de tamaño 3/8"	51
Tabla 3.4	Granulometría del material de tamaño 3/4"	52
Tabla 3.5	Granulometría de material arena	53
Tabla 3.6	Densidad de lutita no silicificada según método sin y con parafina	55
Tabla 3.7	Densidad de lutita silicificada según método sin y con parafina	55
Tabla 3.8	Densidad del chert según método sin y con parafina	56
Tabla 3.9	Resistencia a la compresión simple de muestras	56
Tabla 3.10	Porcentaje de desgaste de las muestras	57

Tabla 3.11 Especificaciones técnicas de la roca in situ.....	58
Tabla 3.12 Especificaciones técnicas de agregados y arena	58
Tabla 3.13 Clasificación de los agregados según normativa ASTM C-33 03	58
Tabla 3.14 Volúmenes de material en la zona de estudio	60
Tabla 3.15 Altura de banco propuesta de acuerdo a la longitud de corte máximo de las excavadoras	64
Tabla 3.16 Parámetros para el cálculo de diseño de explotación minera.....	64
Tabla 3.17 Coeficiente de fricción para diferentes velocidades de diseño	65
Tabla 3.18 Radio de curva para diferentes velocidades de diseño	65
Tabla 3.19 Parámetros calculados del diseño de explotación minera de la concesión Cerro Grande 1.....	66
Tabla 3.20 Volúmenes por banco calculados con el software minero Recmin.....	67
Tabla 3.21 Volúmenes a explotar por banco	70
Tabla 3.22 Selección de explosivos en función de la disposición de la carga	71
Tabla 3.23 Selección de accesorios de voladura	71
Tabla 3.24 Parámetros generales de perforación y voladura para los bancos 5, 4 y 3	72
Tabla 3.25 Cálculo de perforación para los bancos 5, 4 y 3.....	72
Tabla 3.26 Cálculo de voladura para los bancos 5, 4 y 3	72
Tabla 3.27 Parámetros generales de perforación y voladura cota 18	75
Tabla 3.28 Cálculos de perforación del banco 2.....	76
Tabla 3.29 Cálculos de voladura del banco 2.....	76
Tabla 3.30 Parámetros generales de perforación y voladura banco 1	79
Tabla 3.31 Cálculos de perforación del banco 1.....	79
Tabla 3.32 Cálculos de voladura del banco 1.....	79
Tabla 3.33 Parámetros preliminares para el diseño de las operaciones de carga y transporte	82
Tabla 3.34 Tiempo estimado para el cálculo del K_u	83
Tabla 3.35 Tiempo estimado para el cálculo del K_n	83
Tabla 3.36 Resultados de coeficientes para cálculos de carga y transporte	84
Tabla 3.37 Parámetros de la excavadora Volvo EC240B LC	85
Tabla 3.38 Parámetros de la excavadora Volvo EC210B LC	85
Tabla 3.39 Productividad horaria de los equipos de carga.....	86

Tabla 3.40 Resultados obtenidos para la carga y transporte en el volquete Chevrolet en condiciones actuales	86
Tabla 3.41 Resultados obtenidos para la carga y transporte en el volquete DongFeng en condiciones actuales	86
Tabla 3.42 Productividad horaria optimizada de los equipos de carga.....	87
Tabla 3.43 Resultados obtenidos para la carga y transporte en el volquete Chevrolet optimizado	87
Tabla 3.44 Resultados obtenidos para la carga y transporte en el volquete DongFeng optimizado	88
Tabla 3.45 Personal en Sociedad en Predios Rústicos Cerro Grande S.A.	89
Tabla 3.46 Personal en Sociedad en Logimin S.A.	89
Tabla 3.47 Planificación semanal de las operaciones mineras	90
Tabla 3.48 Volúmenes de explotación según número de bancos y voladuras	91
Tabla 3.49 Volúmenes a explotar por tiempo de vida de la cantera	91
Tabla 3.50 Matriz de identificación de impactos ambientales.....	94
Tabla 3.51 Matriz de valorización de impactos ambientales.....	96
Tabla 3.52 Actividades en orden de acuerdo a su afectación	97
Tabla 3.53 Factores ambientales organizados con respecto a su afectación.....	97
Tabla 3.54 Costos por operación de maquinaria minera	98
Tabla 3.55 Costos de perforación.....	99
Tabla 3.56 Costos de explosivos y accesorios para voladura	99
Tabla 3.57 Costos de mano de obra directa e indirecta	99
Tabla 3.58 Costo de amortización de excavadora Volvo EC210B LC	100
Tabla 3.59 Costos de amortización de excavadora Volvo EC240B LC	100
Tabla 3.60 Costos de amortización de perforadora ECM240 RC	101
Tabla 3.61 Costos de amortización de tractor Caterpillar D8T	101
Tabla 3.62 Cuotas de amortización anuales por toda la maquinaria empleada	101
Tabla 3.63 Costos indirectos	102
Tabla 3.64 Valor a pagar por patentes de conservación	102
Tabla 3.65 Valor a pagar por regalías de minerales no metálicos.....	103
Tabla 3.66 Costo anual de producción	103

CAPÍTULO 1

1. INTRODUCCIÓN

La minería no metálica tiene sus orígenes en la antigüedad y ha estado fuertemente ligada a los seres humanos, ya que los ha abastecido de materias primas para todo tipo de obras civiles que han permitido el desarrollo económico y social de los países. (Cárdenas et al., 2004).

En Ecuador, la industria vinculada a la prospección, extracción, y comercialización de las concesiones de materiales de la construcción se maneja bajo la regularización, autorización y control del GAD Municipal del cantón donde se encuentre el área de interés. (García, 2018).

Bajo este contexto, una de las principales concesiones de la provincia del Guayas es Cerro Grande 1, que cuenta con un área de 56 hectáreas mineras y está ubicada en el km. 7 de la vía Durán – Yaguachi, frente a la ciudadela El Recreo. El área minera se encuentra vigente en su fase de explotación de materiales de la construcción bajo el régimen de gran minería.

El titular minero es la Sociedad en Predios Rústicos Cerro Grande S.A., dentro de la cual intervienen los operadores mineros: Logimin S.A., que se encarga de la perforación, voladura, carga y acarreo; y Hevigarsa S.A., que realiza la preparación mecánica. Debido a la alta demanda de materiales pétreos en la zona, el titular minero prevé la explotación de un nuevo bloque de interés al que han denominado noreste; sin embargo, se desconoce su potencial geológico, minero y comercial, ya que no se han desarrollado trabajos técnicos e ingenieriles en esta zona.

El presente proyecto integrador tiene como objetivo diseñar un sistema de explotación minera, que permita la extracción de material necesario para cumplir con la demanda del mercado local, analizando criterios técnicos, económicos y ambientales que permitan evaluar su viabilidad.

1.1. Descripción del problema

El área minera “Cerro Grande 1” requiere extraer los materiales que constituyen el bloque noreste de la concesión, para continuar sufriendo la demanda del mercado local. A lo largo de la vida de la mina, ya se han venido ejecutando actividades mineras en bloques contiguos; no obstante, el diseño de explotación es perfectible en cuanto a criterios técnicos como la caracterización geológica, geotécnica y estructural de los materiales, así como en las operaciones de perforación, voladura, carga y transporte. Por lo tanto, surge la necesidad de implementar una metodología de explotación que no esté basada en experiencias rudimentarias previas, y que a su vez cumpla con parámetros operativos que permitan una óptima extracción.

1.2. Justificación del problema

Este proyecto constituye un gran aporte a la industria, ya que, debido a la inexistencia de información del bloque de interés, es imprescindible la realización de un levantamiento geológico, geomecánico y estructural. Al mismo tiempo, esto permitirá el desarrollo de un óptimo diseño de explotación, priorizando la minimización de costos operativos y control de actividades, de manera que la extracción de los materiales sea económicamente rentable y ambientalmente sostenible.

Conjuntamente, se realizará la clasificación de los materiales con base en las especificaciones técnicas descritas en la ordenanza que regula la explotación minera de materiales áridos y pétreos y otros, en el cantón Guayaquil, ya que los compradores requieren de esta información para conocer las características físicas, de los materiales que están adquiriendo.

1.1. Objetivos

1.1.1. Objetivo General

- Diseñar el sistema de explotación minera del bloque noreste de la concesión Cerro Grande 1, mediante el análisis de criterios técnicos,

económicos y ambientales, garantizando la rentabilidad y la minimización de los impactos ambientales.

1.1.2. Objetivos Específicos

- Evaluar mineralógica, geomecánica y estructuralmente los materiales pétreos del bloque noreste de la concesión Cerro Grande 1, considerando parámetros técnicos y económicos para la comercialización de los mismos.
- Caracterizar los materiales de acuerdo a las especificaciones técnicas descritas en la ordenanza que regula la explotación minera de materiales áridos, pétreos y otros en el cantón Guayaquil.
- Proponer un sistema de carga y transporte adaptando y optimizando la maquinaria preexistente de Logimin S.A.

1.2. Marco teórico

1.2.1. Ubicación Geopolítica

La concesión minera “Cerro Grande 1” con código # 700121, está ubicada aproximadamente a 1 km. de la ciudadela El Recreo 5ta Etapa, en la parroquia Eloy Alfaro del cantón Durán, provincia del Guayas, Ecuador (Figura 1.1).

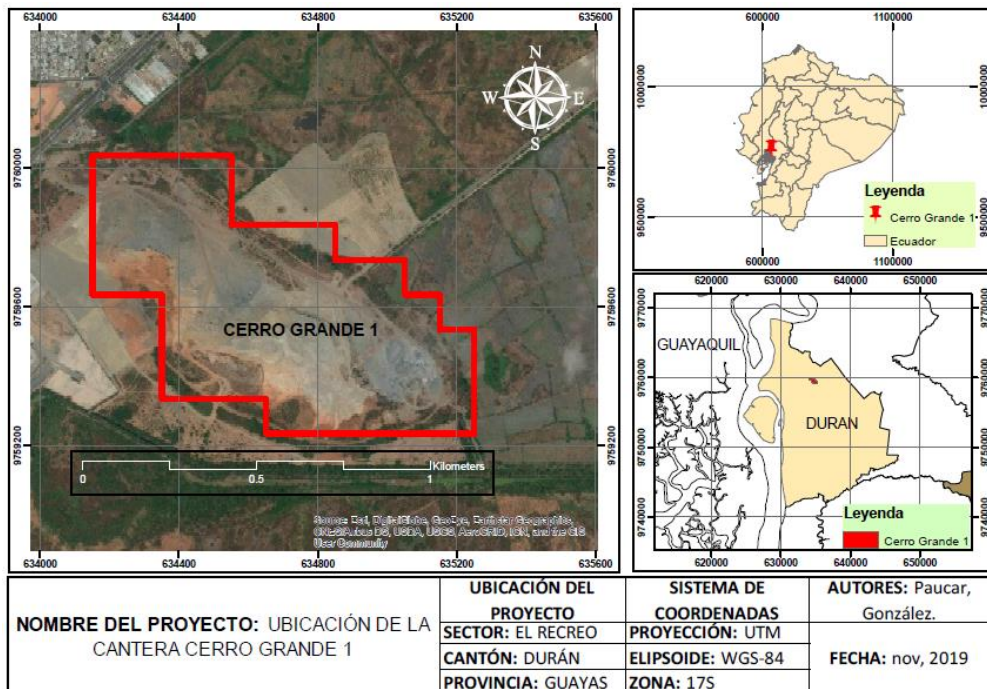


Figura 1.1 Mapa de ubicación de la cantera Cerro Grande 1 [Autores, 2019]

1.2.2. Accesos y comunicación

La vía principal de acceso a la cantera es la colectora Durán-T de Milagro (E49) de la ruta Durán-Yaguachi (Figura 1.2), que conecta a la transversal Austral (E40) (MTO, 2014).

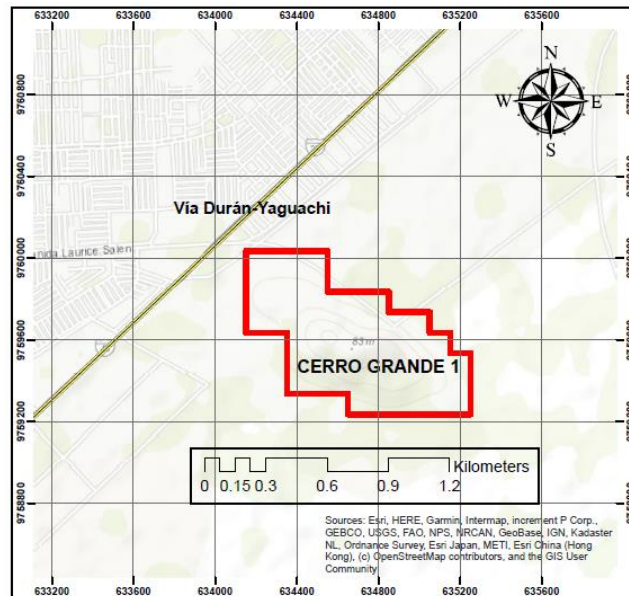


Figura 1.2 Vías de acceso a la cantera Cerro Grande 1 [Autores, 2019]

Los puntos más cercanos a la concesión son Durán y Guayaquil a 2 km y 15 km respectivamente; se cuenta además con redes de conexión eléctrica, agua potable, alcantarillado e internet.

1.2.3. Ubicación cartográfica del área de estudio

La concesión Cerro Grande 1 cubre una superficie de 56 hectáreas mineras, dentro de las cuales se encuentra dispuesto el bloque noreste (Figura 1.3), delimitado por los siguientes puntos (Tabla 1.1), cuyas coordenadas están referenciadas al Datum WGS 84, Zona 17S.

Tabla 1.1 Coordenadas que delimitan el bloque Noreste [Autores, 2019]

Punto	X	Y
P1	634586	9759670
P2	634437	9759570
P3	634436	9759499
P4	634871	9759390
P5	634782	9759651

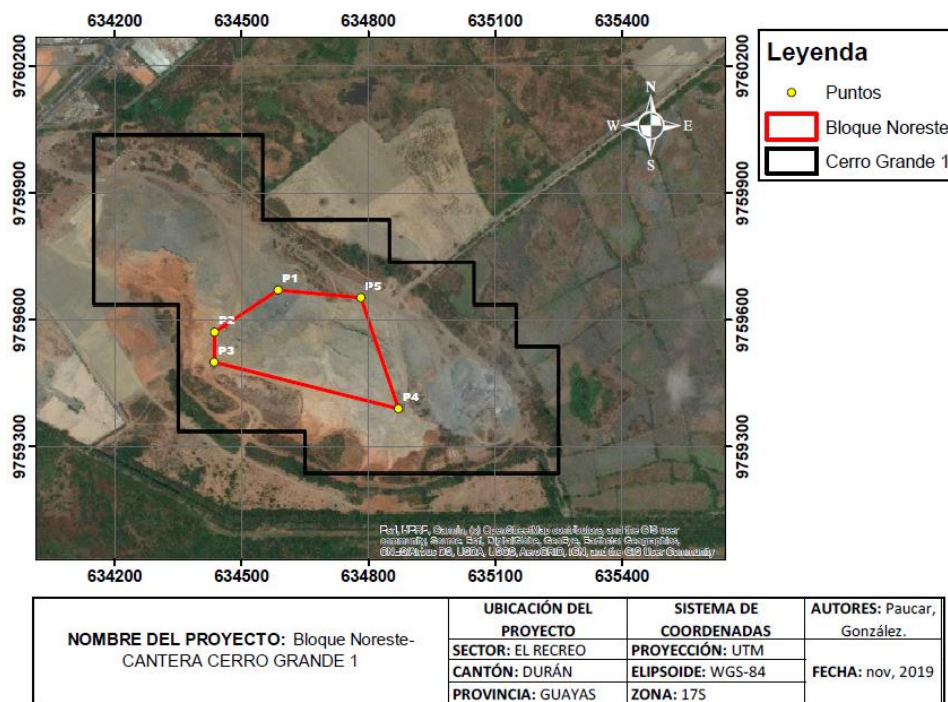


Figura 1.3 Mapa de ubicación del bloque noreste en la concesión Cerro Grande 1 [Autores, 2019]

1.2.4. Marco Legal

1.2.4.1. Normativa general

En la Figura 1.4, se presenta la normativa general a ser considerada para la explotación de materiales áridos y pétreos en el cantón Durán.

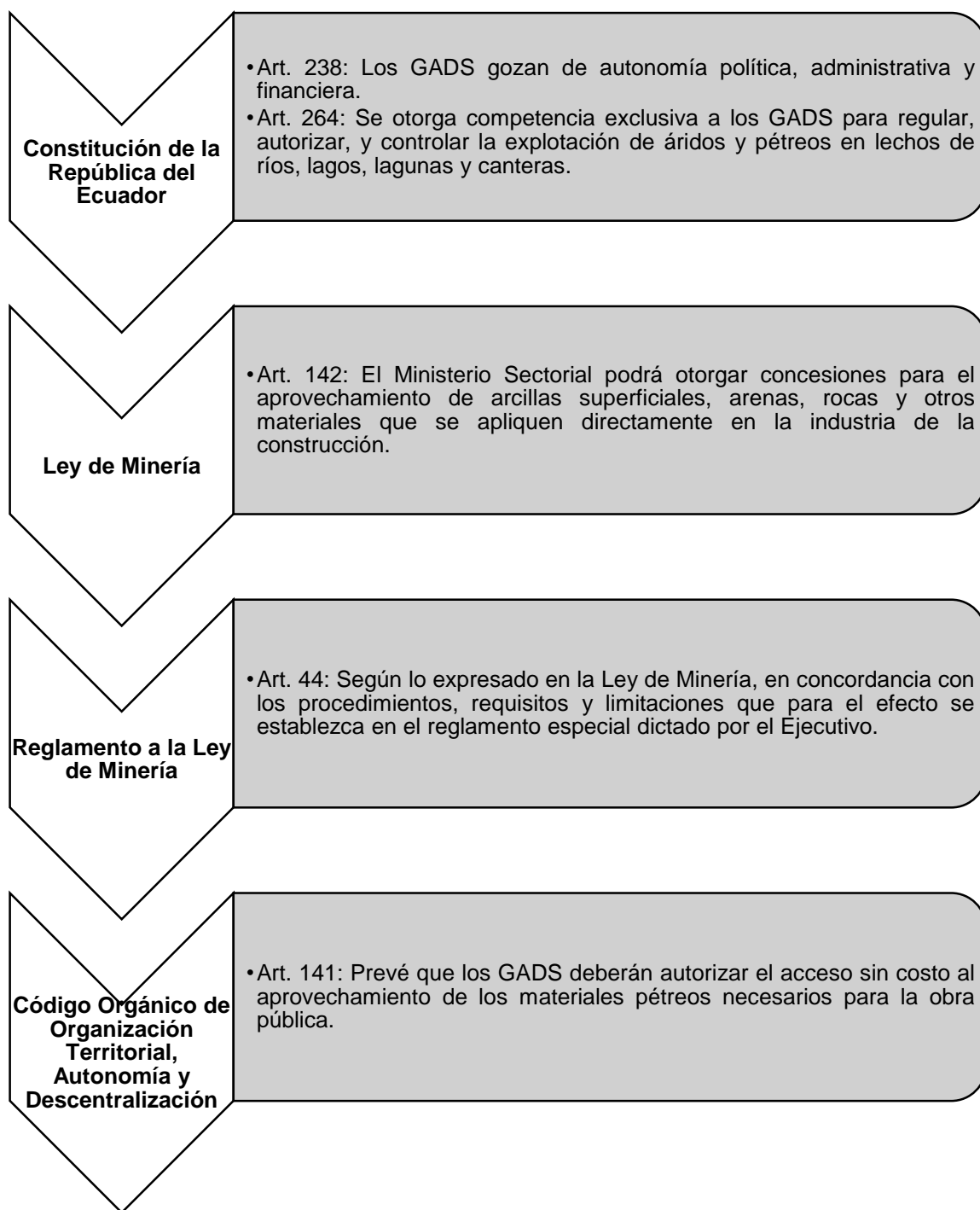


Figura 1.4 Normativa legal general para la explotación de materiales áridos y pétreos en el cantón Durán [Autores, 2019]

1.2.4.2. Normativa técnica aplicable

En la Figura 1.5, se expone la normativa técnica aplicable para la explotación de materiales áridos y pétreos en el cantón Durán (GAD Municipal del cantón Durán, 2015).

<p>Art. 15: Lavado de materiales</p>	<ul style="list-style-type: none"> •El concesionario no permitirá la salida de vehículos que transporten material, sin haber sido previamente tendido. •Las ruedas de los vehículos serán lavadas con el fin de no llenar de polvo y tierra el trayecto.
<p>Art. 16: Transporte</p>	<ul style="list-style-type: none"> •Los vehículos deberán utilizar lonas gruesas para cubrirlos totalmente, para evitar la caída del material, así como disminuir la emisión de polvo.
<p>Art. 22: Del derecho al ambiente sano</p>	<ul style="list-style-type: none"> •Los titulares cumplirán los planes de manejo ambiental e implantarán sus medidas. •No deberán provocar derrumbes de taludes, modificación de los cauces de los ríos, no generarán polvareda ni riego de los materiales.
<p>Art. 25: Calidad de los materiales</p>	<ul style="list-style-type: none"> •Será obligación del concesionario entregar al comprador un informe de calidad del material y su recomendación de uso en la construcción.
<p>Art. 27: Taludes</p>	<ul style="list-style-type: none"> •La explotación de materiales áridos y pétreos no deberá generar taludes verticales, mayores a 10 m., los mismos que formarán terrazas al finalizar operaciones, para la respectiva rehabilitación.
<p>Art. 29: Obras de mejoramiento y mantenimiento</p>	<ul style="list-style-type: none"> •Los titulares deberán realizar obras de mejoramiento y mantenimiento permanente de las vías públicas y privadas del acceso a los tramos que corresponda.
<p>Art. 44: Cierre de minas</p>	<ul style="list-style-type: none"> •Se deberá dismantelar las instalaciones utilizadas, y aplicar el plan de cierre y de ser el caso la reparación ambiental.

Figura 1.5 Normativa técnica aplicable para la explotación de materiales áridos y pétreos en el cantón Durán [GAD Municipal del cantón Durán, 2015]

1.2.5. Geología Regional

1.2.5.1. Formación Cayo

Se encuentra dispuesta sobre la formación Piñón, está conformada por una amplia gama de estratos entre los que se destacan las areniscas, tobas y conglomerados volcánicos; cerca de Guayaquil predominan estratificaciones de colores oscuros de lutitas y calizas silicosas. Está esparcida de foraminíferos y contiene algo de radiolarios (Núñez, 2003).

Los conglomerados y areniscas contienen cantos rodados y aglomerados volcánicos en pequeñas proporciones. Las lutitas presentan alto porcentaje de sílice que gradúan desde argilitas silicosas (Figura 1.6), hasta el tope donde finalmente dominan los cherts, también aparecen tobas de dureza variada con coloraciones verdosas y azul grisáceas formado parte de la porción alta de la formación, aparecen como delgados horizontes de estratos de hasta 6 metros de espesor.

1.2.5.2. Formación Guayaquil

Representa el cretáceo superior de la costa ecuatoriana y se encuentra dispuesta sobre la formación Guayaquil, consiste de estratificaciones masivas y delgadas de lutitas, arcillita y tobas parcialmente deformadas de color gris, verdoso oscuro y negro, se pueden identificar estructuras sin-sedimentarias y rizaduras (slumps). En la parte superior se puede presenciar su carácter calcáreo secundario con concreciones de cherts que varían de tamaño desde centímetros hasta algunos metros.

Se presentan variadas deformaciones estructurales debido a la inestabilidad tectónica de la región, lo que ha ocasionado una violenta deposición de los estratos (Núñez, 2003).

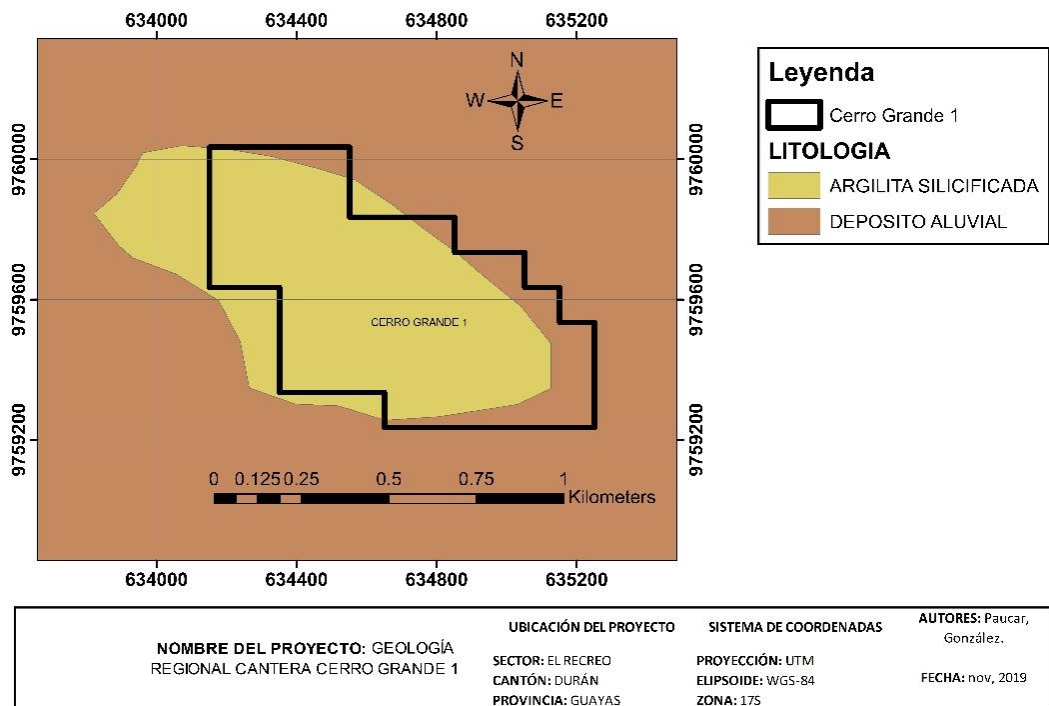


Figura 1.6 Geología Regional de la concesión Cerro Grande 1 [Autores, 2019]

1.2.6. Geología Local

Se destaca en el área de estudio la formación Cayo y Guayaquil, así como el contacto entre ambas. En el sector sur de la concesión predominan las lutitas silicificadas en tonalidades rojas al café o gris dependiendo del grado de meteorización e intercaladas de areniscas. Al norte predominan cherts, lutitas con intrusiones de sílice y tobas de baja dureza que indican un cambio significativo de las litologías (Núñez, 2003).

El contacto de ambas formaciones no se ha determinado previamente, pero se define por intercalaciones que presentan minerales ígneos representativos: cuarzo, calcedonia y nódulos de pirita (Figura 1.7). En general, los estratos buzcan de 20 a 30 grados hacia el suroeste y se encuentran dispuestos sobre depósitos aluviales formados por acumulaciones de detritos no compactos, compuestos por limos y arcillas.

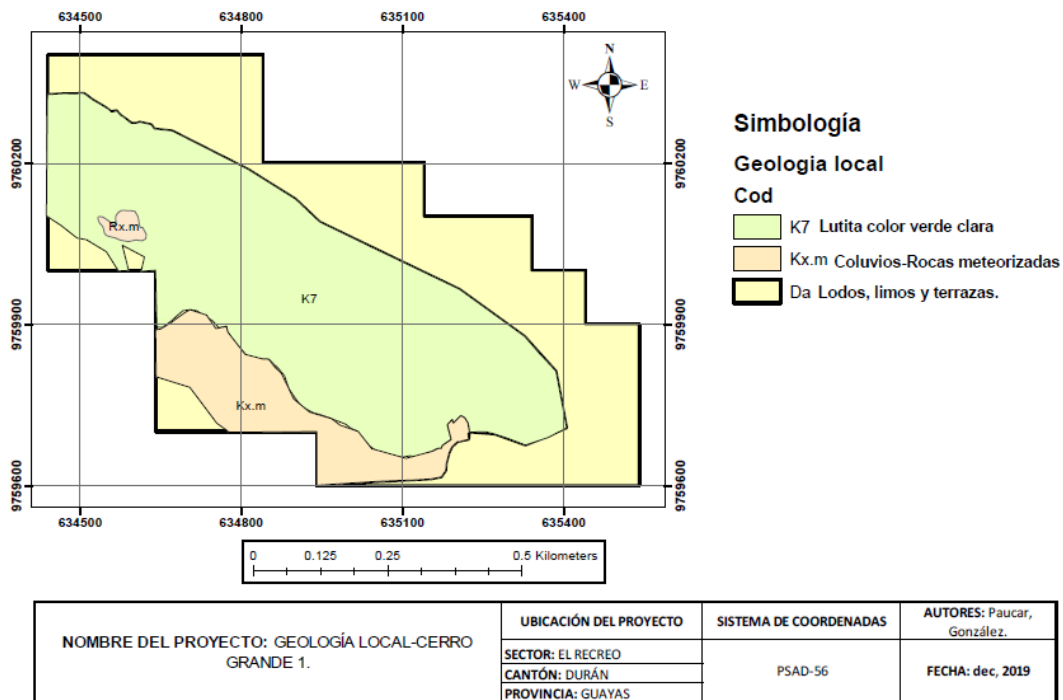


Figura 1.7 Geología local de la concesión Cerro Grande 1 [Autores, 2019]

1.2.7. Condiciones Meteorológicas

Se tomó como referencia la estación meteorológica M5133 del Cuerpo de Bomberos Divino en el cantón Durán.

1.2.7.1. Precipitaciones

Según los datos históricos generados por la estación meteorológica, se tiene un valor máximo de 120mm de precipitaciones en el mes de marzo y un valor mínimo de 2mm de precipitaciones en los meses de julio, septiembre y octubre. En la Figura 1.8 se presenta el valor máximo mensual para los últimos 10 años (INAMHI, 2019).

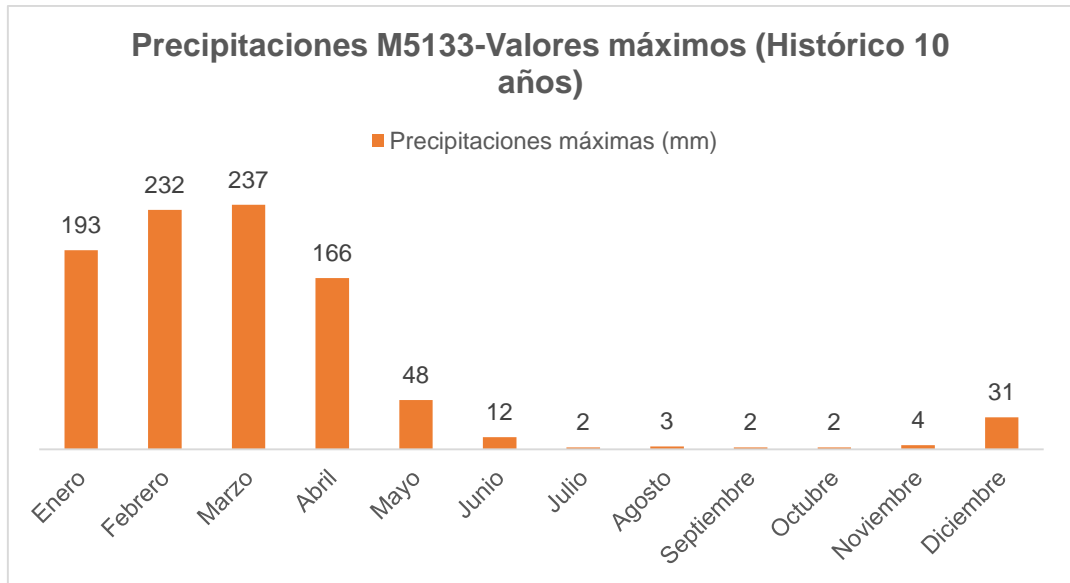


Figura 1.8 Datos de precipitaciones en el tiempo (últimos 10 años, M5133) [INAMHI, 2019]

1.2.7.2. Temperatura media

Considerando la Figura 1.9, generada a partir de datos de la estación meteorológica M5133, el mes más caluroso del año es marzo, con una media de 27.0 °C, mientras que el más frío es julio, con una media de 24.2 °C (INAMHI, 2019).

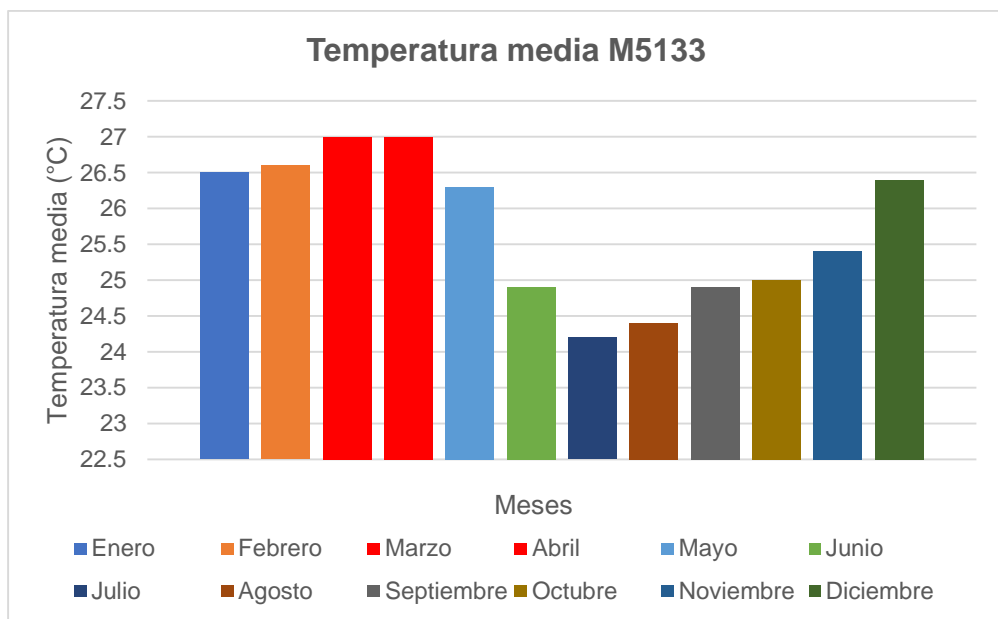


Figura 1.9 Datos de temperatura media M5133. [INAMHI, 2019]

1.2.8. Topografía

La zona de estudio se caracteriza por un relieve montañoso con una cota máxima de 45 m.s.n.m., y una mínima de 4 m.s.n.m. En cuanto al levantamiento topográfico, las curvas de nivel se encuentran dispuestas cada metro (Figura 1.10).

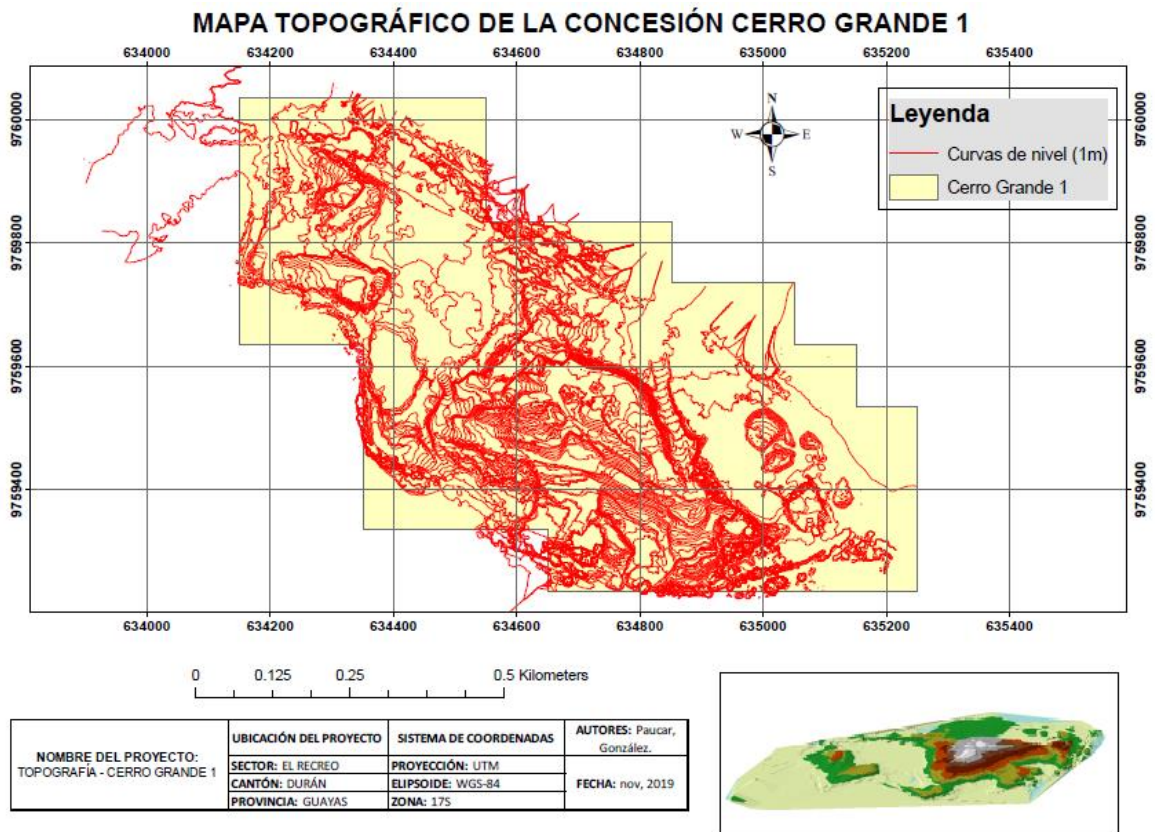


Figura 1.10 Mapa topográfico de la concesión Cerro Grande 1 [Autores, 2019]

1.2.9. Situación actual

La cantera actualmente se encuentra en fase de explotación en bloques contiguos al de la presente investigación (bloque noreste); en estos se puede evidenciar que las actividades se desarrollan de manera artesanal, debido al desconocimiento de aspectos geológicos y mineros importantes como: la evaluación de reservas, caracterización de materiales, perforación, voladura, transporte, secuencia de explotación y planificación minera.

En cuanto a la preparación mecánica del material, se cuenta con una planta de trituración cuyo sistema produce agregados con granulometrías a las que se les denomina No.4, 3/4", 3/8" y Arena, que posteriormente se comercializan para distintos fines, entre los que se destacan: material de relleno vial y de viviendas populares, agregado para la elaboración de bloques y en menor proporción como agregado para mezclas de concreto.

1.2.10. Caracterización de los materiales

1.2.10.1. Granulometría

El análisis granulométrico es una técnica analítica básica que tiene amplias aplicaciones dentro de la tierra y las ciencias arqueológicas y aplicada como estudio de laboratorio. El tamaño de grano es una característica fundamental o propiedad física de muestras de partículas o sedimentos y rocas sedimentarias (López Jimeno, 1994).

El tamizado se realiza con materiales húmedos o secos, y los tamices generalmente se agitan para permitir el paso de las partículas a través de las aberturas (Wills et al., 2005)

1.2.10.2. Resistencia a la compresión simple

El ensayo permite determinar la resistencia a compresión simple y sus constantes elásticas: módulo de Young y coeficiente de Poisson. Éste es realizado en un núcleo cilíndrico de roca sin confinar, al cual se le aplica gradualmente una carga axial hasta que se genere la rotura (González de Vallejo et al., 2002).

1.2.10.3. Densidad

La densidad es una característica fundamental de los materiales. Relaciona la masa de las partículas del material, saturada superficialmente seco, con el volumen, incorporando el espacio ocupado por los poros impermeables y permeables llenos de agua, sin incluir los espacios vacíos entre las partículas (INEN, 2010).

La densidad aparente comprende la masa por unidad de volumen de la parte impermeable de las partículas del material (INEN, 2010).

1.2.10.4. Proctor

Es un ensayo que permite reproducir el comportamiento de la compactación de un terreno en obra. Según la energía que se aplique la prueba Proctor puede ser: Stándar ($600 \text{ kN}\cdot\text{m}/\text{m}^3$) y Modificada ($2700 \text{ kN}\cdot\text{m}/\text{m}^3$).

1.2.10.5. CBR

El ensayo se realiza tomando una muestra representativa compactada y con una saturación óptima determinada previamente mediante el ensayo de Proctor. El índice CBR permite medir la capacidad de carga de los suelos en el caso de que se utilice como base, sub base o subrasante en cimentaciones viales o de edificaciones (Revista de la construcción y su entorno, 2006).

1.2.10.6. Abrasión de los ángeles

La resistencia a la abrasión y degradación de un agregado se puede medir mediante la máquina de Los Ángeles. El ensayo se realiza en un tambor de acero con cargas abrasivas que giran a una velocidad predeterminada, el desgaste del agregado se analiza haciendo una comparación porcentual del peso inicial y final (Lavin, 2003).

1.2.10.7. Límites de Atterberg

Es aplicable a suelos con contenido de arcilla y una cantidad de agua excesiva, dependiendo de la capacidad de fluir como un líquido, el suelo puede presentar un estado plástico, semisólido o sólido. Según el cambio se definen tres límites: límite líquido (LL), límite plástico (PL) y límite de contracción (SL) (Figura 1.11). Éstos se denominan límites de Atterberg (Braja, 1999).

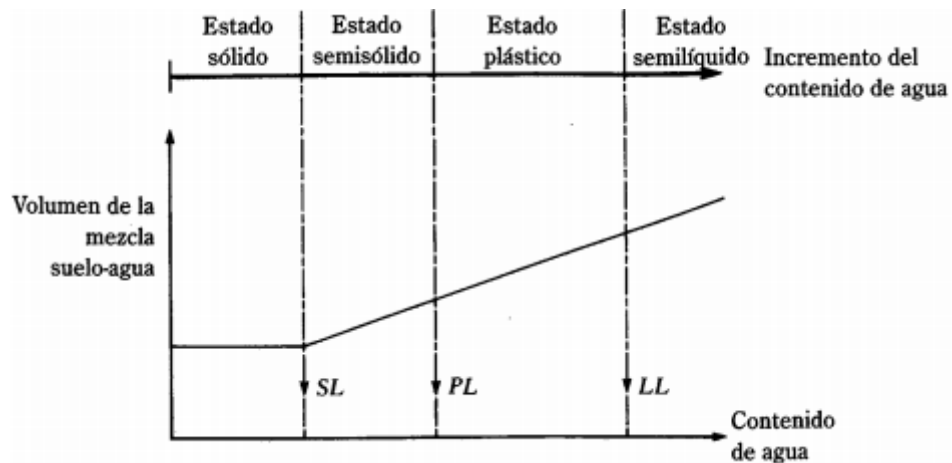


Figura 1.11 Definición de los límites de Atterberg 1 [Braja, 1999]

1.2.11. Caracterización Geomecánica

1.2.11.1. RMR

La clasificación geomecánica RMR desarrollada por Bieniawski en 1973 con actualizaciones en 1979 y 1989, es un sistema de clasificación de macizos rocosos que considera los siguientes parámetros geomecánicos (González de Vallejo et al., 2002).

- a) Resistencia uniaxial de la matriz rocosa.
- b) RQD.
- c) Espaciado de las discontinuidades.
- d) Condiciones de las discontinuidades:
 - Persistencia o longitud.
 - Apertura.
 - Rugosidad.
 - Relleno.
 - Alteración.
- e) Condiciones hidrogeológicas.
- f) Orientación de las discontinuidades respecto a la excavación (para el caso de obras subterráneas).

El RMR se calcula como suma de las puntuaciones obtenidas en los 6 parámetros enunciados. El resultado debe ser un valor que oscile entre 0 y 100, siendo así

que, cuando es mayor, mejor es la calidad de la roca (Tabla 1.2). Bieniawski considera 5 tipos de roca según el índice RMR hallado, asociando a un valor de cohesión y ángulo de rozamiento (Jordá-Bordehore, 2015).

Tabla 1.2 Calidad de macizo rocoso en base al índice RMR [González de Vallejo et al., 2002]

Clase	Calidad	Valoración RMR	Cohesión (kg/cm ²)	Ángulo de rozamiento
I	Muy Buena	100 – 81	> 4	> 45°
II	Buena	80 – 61	3 – 4	35° – 45°
III	Media	60 – 41	2 – 3	25° – 35°
IV	Mala	40 – 21	1 – 2	15° – 25°
V	Muy Mala	< 20	< 1	< 15°

1.2.12. Caracterización según ordenanza que regula la explotación minera de materiales áridos, pétreos y otros en el cantón Guayaquil

1.2.12.1. Art 59. De los análisis de la calidad

Los titulares de derechos mineros para la explotación de materiales áridos y pétreos y Beneficiarios de Autorizaciones Municipales para la explotación minera, tienen la obligación de adjuntar a los informes semestrales de producción, copia de los resultados de los análisis y ensayos de calidad anuales de los materiales áridos y pétreos destinados a la comercialización o elaboración de sus productos finales. Se realizarán sin perjuicio de otros análisis, como mínimo los siguientes: (Tabla 1.3) (GAD Municipal de Guayaquil, 2017).

Tabla 1.3 Ensayos de calidad aplicados al análisis de materiales áridos y pétreos [GAD Municipal de Guayaquil, 2017]

Ensayos mínimos	Normativa aplicada
Composición Granulométrica	NTE INEN 696 Apéndice 1
Densidad Aparente	NTE INEN 857
Presencia de Materiales Finos	NTE INEN 697 Apéndice 2
Normas técnicas Áridos utilizados en la elaboración de hormigones	NTE INEN 694 Apéndice 3
Resistencia a la compresión simple	ASTM D 2938-95
Resistencia a la abrasión	Requisito norma INEN<50%
Impurezas orgánicas	NTE INEN 855 Apéndice A4

Otros ensayos	Normativa aplicada
Proctor	Apéndice A5
CBR	Apéndice A6
Límites de Atterberg	Sección 2.2.2.2.5

1.2.13. Cálculo de reservas

Consiste en el cálculo de volumen y tonelaje de los materiales existentes en el yacimiento. De acuerdo al detalle de la estimación se distinguen dos grandes grupos:

1.2.13.1. Métodos geoestadísticos o modernos

Se basan en modelos numéricos matemáticos cuyos resultados son óptimos siempre que se trabaje con la mayor información de campo, aunque son métodos complejos son los más fiables en cuanto a la estimación de reservas.

1.2.14. Métodos de explotación a cielo abierto

Los métodos de explotación a cielo abierto se pueden definir como procedimientos utilizados para la extracción de los materiales de interés y estériles dependiendo de las características geométricas del yacimiento y la topografía superficial del terreno (López Jimeno, 1994).

1.2.14.1. Canteras

Término genérico aplicado a la explotación de rocas ornamentales e industriales. Dependiendo de la potencia del yacimiento el método se aplica por banqueo de uno o varios niveles considerando la disposición estructural del yacimiento.

1.2.14.2. Canteras en terrenos horizontales

Los trabajos de apertura suelen ser costosos (López Jimeno, 1994), se inician con una trinchera que se ensancha a lo largo de la profundidad del primer nivel (Figura 1.12), que luego puede ser ampliado (Herrera et al., 2006)



Figura 1.12 Cantera en terreno horizontal, trinchera de apertura (izquierda), bancos (derecha) [Herrera, 2006]

1.2.14.3. Parámetros de diseño de canteras

Los parámetros de diseño de explotaciones a cielo abierto se representan en la Figura 1.13 e incluyen:

- *Banco*: Rebanada de la explotación comprendida entre dos niveles donde se explota tanto mineral como estéril.
- *Altura de banco*: Distancia vertical comprendida entre dos niveles.
- *Talud o ángulo de banco*: Ángulo medido desde la horizontal y la línea de pendiente de la cara del banco.
- *Talud o ángulo de trabajo*: Ángulo comprendido entre el pie de un banco y una plataforma de trabajo.
- *Límites finales de explotación*: Los límites pueden ser laterales o verticales de acuerdo al avance tridimensional en el que se realiza la explotación.
- *Pistas*: Estructuras viales por las que se efectúan el transporte del material de un punto a otro.
- *Angulo de reposo*: Ángulo de talud máximo para el que un material se mantiene estable sin deslizar su componente suelto.
- *Bermas*: Plataforma de trabajo horizontales en los límites de la excavación, su objetivo principal es mejorar la estabilidad de los taludes.

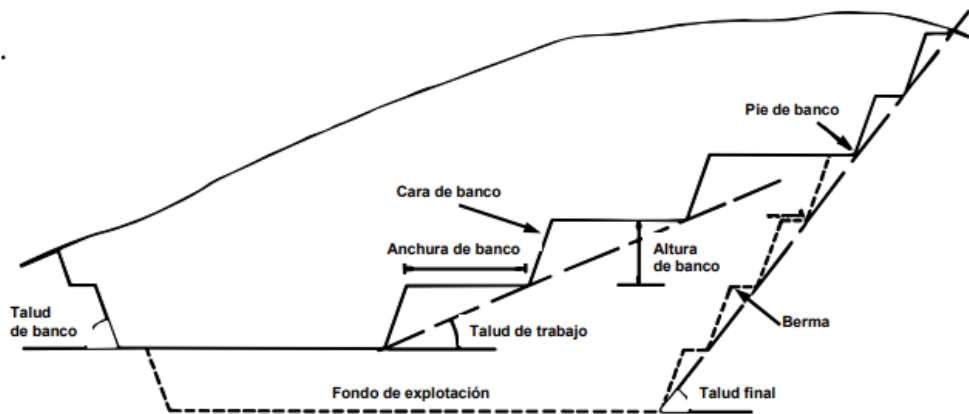


Figura 1.13 Parámetros geométricos de diseño [Herrera, 2007]

1.2.15. Características específicas de diseño

1.2.15.1. Estabilidad de taludes

La estabilidad de taludes desempeña un papel fundamental en una explotación a cielo abierto, su correcto diseño garantiza la seguridad de las operaciones y la rentabilidad de las mismas (Herrera, 2007).

En el caso de taludes rocosos se deben determinar las superficies de rotura e identificar las discontinuidades con el fin de evaluar los posibles tipos de deslizamientos de planos que pueden provocarse. Dentro de este grupo se distinguen 3 tipos (Figura 1.14).

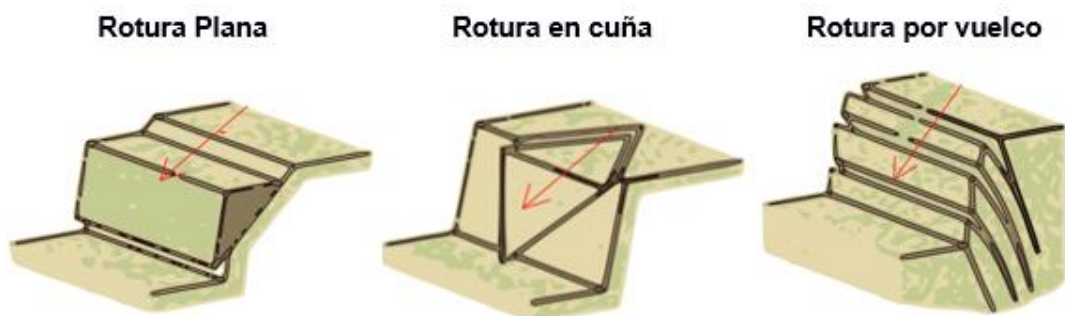


Figura 1.14 Tipos de rotura en un macizo rocoso. [Herrera, 2007]

CAPÍTULO 2

2. METODOLOGÍA

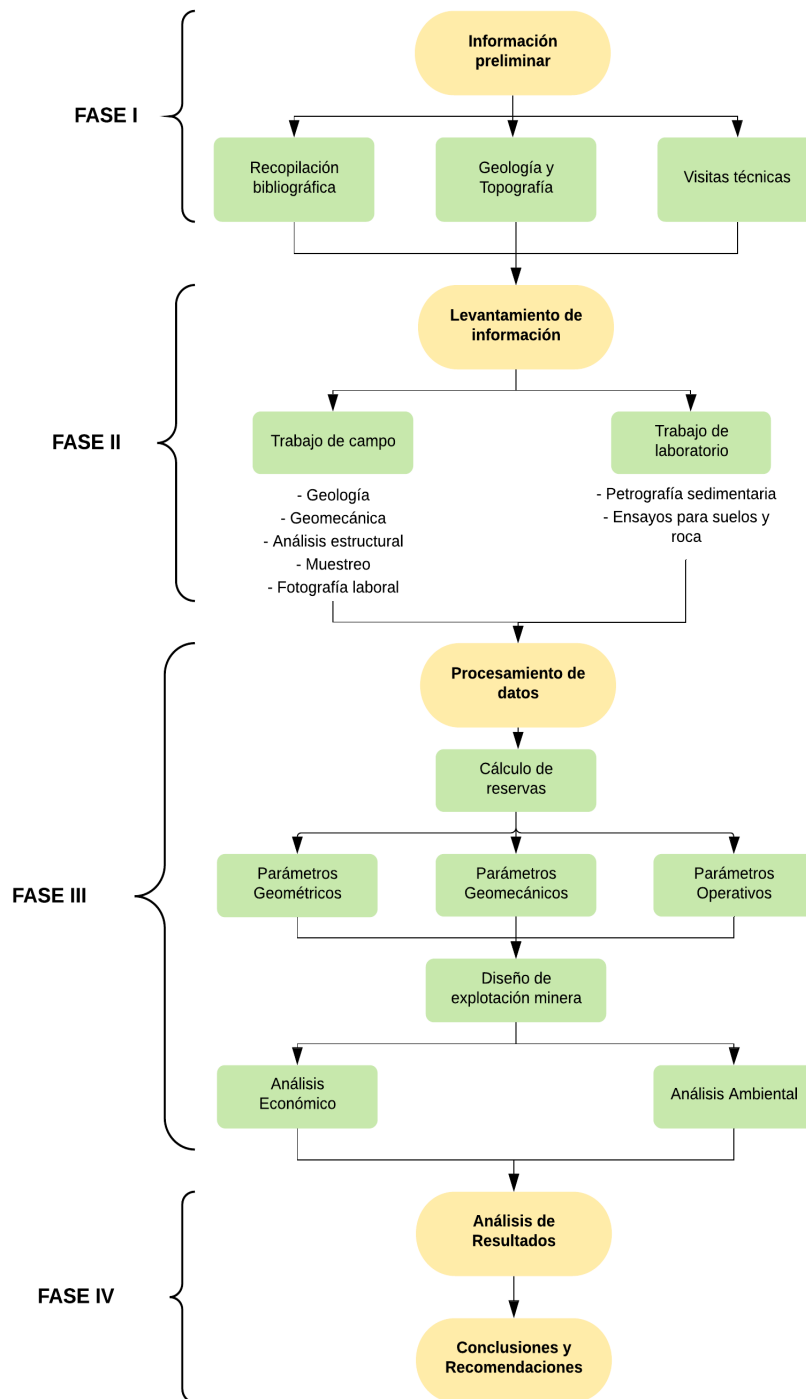


Figura 2.1 Metodología aplicada para el desarrollo del proyecto [Autores, 2019]

2.1. Fase I: Información preliminar

En esta fase se recopiló información bibliográfica y de campo relacionada a los aspectos para elaborar el diseño de explotación. A su vez, se obtuvo la topografía y geología regional y local de la concesión minera. Las visitas técnicas conformaron una parte muy importante en el desarrollo del proyecto, ya que el objetivo era el de conocer el estado actual de las operaciones minerales llevadas a cabo en la zona de interés, y así, analizar toda la información recolectada para evaluar la viabilidad de la presente investigación (Figura 2.1).

2.2. Fase II: Levantamiento de información

2.2.1. Trabajo de campo

En esta etapa, se llevó a cabo todas las actividades de geología, geomecánica, análisis estructural, muestreo y fotografía laboral, para lo cual se necesitó de los siguientes materiales y equipos.

- Brújula GeoBrunton.
- GPS.
- Esclerómetro.
- Martillo geológico.
- Flexómetro.
- Cinta métrica.
- Libreta de campo.
- Fundas para recolección de muestras.

2.2.1.1. Muestreo

El muestreo se basó en la toma de muestras de rocas in situ correspondientes a las litologías presentes en la zona de interés, para luego realizar los estudios geológicos y ensayos de suelo y roca pertinentes.

2.2.1.2. Geología

2.2.1.2.1. Formaciones geológicas

La geología fue estudiada a partir del mapa geológico del Ecuador, para así, determinar las formaciones geológicas en las cuales aflora el yacimiento y poder caracterizar a detalle los materiales que se evidencian en las mismas.

2.2.1.2.2. Columnas estratigráficas

Para el proyecto, se consideró pertinente la elaboración de columnas estratigráficas para evaluar las potencias de cada material, y así, poder realizar adecuadamente el cálculo de reservas.

2.2.1.3. Geomecánica

Para la caracterización geomecánica, se establecieron 5 estaciones de trabajo de acuerdo con las diferentes litologías, los cambios en los grados de meteorización de la roca y la presencia de estructuras geológicas influyentes.

El procedimiento consistió en:

1. Ubicar las estaciones geomecánicas y colocar las coordenadas respectivas.
2. Establecer un croquis del afloramiento y de las familias de discontinuidades presentes, tomando en consideración un área de 1 m².
3. Una vez identificadas las discontinuidades, realizar varias mediciones de la dirección de buzamiento y buzamiento de las mismas.
4. Calcular el espaciado entre cada familia de discontinuidades, y hallar el promedio.
5. Para las condiciones de las discontinuidades, medir la persistencia, evaluar la apertura, establecer el perfil de rugosidad, caracterizar la meteorización o alteración, tipo de relleno, y la presencia de agua de cada una de las familias.
6. Para la determinación de la resistencia a la roca intacta, implementar el uso del esclerómetro, asignando la dirección del golpe, y registrando la resistencia arrojada por el equipo en mínimo 10 puntos de cada estación separados 2.5 cm. entre sí. Este proceso debe ser realizado tanto en la matriz rocosa como en las juntas.

7. Para el cálculo del RQD, realizar el conteo de fracturas por metro en cada familia de discontinuidad, midiendo de forma perpendicular a las mismas.

2.2.1.4. Análisis estructural

El análisis estructural fue realizado con el fin de determinar estructuras geológicas predominantes que puedan afectar las condiciones de explotación de los diferentes tipos de materiales.

2.2.1.5. Fotografía laboral

Esta actividad consistió en el registro físico e ilustrativo de la maquinaria utilizada para el desarrollo de las operaciones mineras. Para esto, se recolectó la siguiente información de cada equipamiento:

- Especificaciones técnicas.
- Estado actual.
- Informes de mantenimiento.

La empresa Logimin S.A. es la encargada de las operaciones mineras dentro de la concesión. Los equipos con los que cuenta para llevar a cabo las actividades se encuentran descritos en la Tabla 2.1.

Tabla 2.1 Maquinaria utilizada en las operaciones dentro de la concesión [Autores, 2019]

Equipo	Marca y modelo	Estado	Cantidad
Excavadora hidráulica	Volvo EC240 BLC	Operativo	2
	Volvo EC210 BLC	Operativo	1
Perforadora	Atlas Copco SM590	Operativo	1
	Atlas Copco SM660	En desuso	1
Tractor Bulldozer	Caterpillar D8T	Operativo	1
	Caterpillar D10	En desuso	1
Tanquero de agua	RD6885	Operativo	1

2.2.2. Trabajo de laboratorio

Esta sección consistió en la caracterización de los materiales, para lo cual se realizó la preparación de láminas delgadas para el posterior análisis petrográfico; además se efectuó ensayos de laboratorio en las muestras recolectadas de cada litología del yacimiento.

2.2.2.1. Láminas delgadas

El objetivo de esta actividad fue efectuar preparaciones en roca para su estudio con microscopio petrográfico, que consistió en rebanadas de 30 μm de espesor aproximadamente para permitir el paso de la luz, y así identificar minerales presentes, texturas, inclusiones de fluido, microfósiles, discontinuidades de roca, entre otros.

Los equipos y materiales implementados fueron: cortadora de disco adiamantado, prensa, plancha de calentamiento, equipo para secciones petrográficas: cortadora – rectificadora, desbastadora, equipo para pulido de superficie, microscopio petrográfico, lápiz de diamante carburo de silíceo, resina epoxy, portaobjetos de vidrio, lijas y muestra de roca.

El procedimiento de elaboración consistió en:

1. Rotular las muestras de roca que serán utilizadas y seleccionar un plano de corte.
2. Cortarla en cubos de dimensiones de 5.0 x 2.5 x 2.5 cm. en la cortadora de disco adiamantado mediante refrigeración por agua.
3. Cortarla en dimensiones de 4.0 x 2.0 x 0.5 cm. en la cortadora – rectificadora.
4. Pulir una cara de la muestra con el abrasivo carburo de silíceo de diferentes texturas de grano, siendo éstos en el orden de 17.5 y 9.5 μm .
5. Lavarla y dejarla secar en la plancha de calentamiento. El tiempo de secado depende del tipo de muestra a trabajar.

6. Pegar el portaobjetos de vidrio sobre la cara pulida, utilizando resina epoxy y haciendo presión para que no queden burbujas de aire remanentes. Dejar secar por un lapso de 5 a 8 horas.
7. Cortar la muestra a dimensiones 5.00 x 2.50 x 0.15 cm.
8. Pulir la muestra hasta llegar a un espesor de 30 μm . El proceso debe realizarse de manera uniforme, por lo que el tamaño debe ser reducido cada 50 μm y dependiendo de la dureza de la muestra.

2.2.2.2. Ensayos de laboratorio

Los ensayos fueron llevados a cabo en el Laboratorio de Geotecnia y Construcción de la Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra de ESPOL.

2.2.2.2.1. Granulometría

Para este ensayo, se expuso la muestra al sol para que seque por completo, y se efectuó el siguiente procedimiento:

1. Tomar una cantidad mínima de muestra, según el tamaño máximo nominal de la misma (Tabla 2.2).

Tabla 2.2 Cantidad mínima de muestra según el tamaño máximo nominal del agregado

Tamaño Máximo Nominal	Cantidad mínima de muestra (kg)
Agregado fino	
2.36 mm.	10
4.75 mm.	10
Agregado grueso	
9.5 mm.	10
12.5 mm.	15
19 mm.	25
25 mm.	50
37.5 mm.	75
50 mm.	100
63 mm.	125
75 mm.	150
90 mm.	175

2. Cuartear el material para obtener una muestra representativa (Tabla 2.3).

Tabla 2.3 Cantidad mínima de muestra según el tamaño máximo nominal del agregado después del cuarteo.

Tamaño Máximo Nominal	Cantidad mínima de muestra (kg)
Agregado fino	
300 g	
Agregado grueso	
9.5 mm (3/8")	1
12.5 mm. (1/2")	2
19 mm. (3/4")	5
25 mm. (1")	10
37.5 mm. (1 1/2")	15
50 mm. (2")	20
63 mm. (2 1/2")	35
75 mm. (3")	60
90 mm. (3 1/2")	100

3. Pesar la muestra cuarteada y registrar.
4. Armar la torre de tamices en función de tamaño de abertura de la malla en orden decreciente.
5. Colocar el material en la torre de tamices.
6. Tamizar por un tiempo de 5 minutos para agregado fino y 3 minutos para agregado grueso.
7. Pesar el material retenido en cada uno de los tamices utilizados y registrarlos como pesos parciales.
8. Utilizar las ecuaciones 2.1, 2.2 y 2.3 para el cálculo:

$$\%Retenido = \frac{\text{Peso parcial (g)}}{\text{Peso total (g)}} \times 100 \quad (2.1)$$

$$\% Retenido Acumulado = \Sigma \%Retenido \quad (2.2)$$

$$\%Pasante Acumulado = 100\% - \%Retenido Acumulado \quad (2.3)$$

2.2.2.2.2. Resistencia a la compresión uniaxial no confinada

Antes de la ejecución del ensayo, se extrae el núcleo de roca (Figura 2.2), para lo cual se implementó la perforadora de núcleos ELE International, utilizando una broca de 55 mm y una velocidad de rotación de 1140 RPM.



Figura 2.2 Extracción de núcleo de roca [Autores, 2019]

El núcleo fue cortado a una longitud de 11 cm., lo que representa dos veces su diámetro.

Para realizar el ensayo, se utilizó la Máquina de Prueba Universal de marca SHIMADZU CORPORATION, en la cual se colocó el núcleo, y la misma generó un informe de resultados basados en la fuerza y desplazamiento a través del tiempo, hasta que se produzca la rotura en la muestra, es decir, la máxima tensión soportada.

2.2.2.2.3. Densidad

Para calcular esta propiedad, se aplicó 2 procedimientos:

- Sin parafina: Basándose en el principio de Arquímedes y aplicado a materiales que no son afectados físicamente al ser sumergidos en agua.
- Con parafina: Aplicado para el caso de materiales que pueden ser afectados por el agua, por lo que se cubre la superficie de la muestra con una capa delgada de parafina sólida.

El método sin parafina según INEN (2010), consistió en:

1. Tomar 5 ejemplares de cada muestra, ya sean cubos, prismas, cilindros o cualquier forma regular con una dimensión de 50 a 75 mm.

2. Pesar cada uno de los ejemplares en la balanza digital, con una precisión de 0.01 g.
3. Secarlas durante 24 horas en un horno a una temperatura de $110 \pm 5^\circ\text{C}$. Para luego, pesarlas nuevamente y asegurarse de que la masa sea la misma que la medida previamente. En caso de no serla, y ésta sigue bajando, se debe seguir tomando esta medición, hasta que la misma se mantenga constante.
4. Pasar las muestras al desecador una vez secas, y mantenerlas hasta que alcancen la temperatura ambiente (aproximadamente 1 a 3 horas), para poderlas pesar y registrar ese valor como M_S .
5. Sumergir los especímenes en agua por el lapso de 24 horas.
6. Secar su superficie, y pesarlas y registrar lo obtenido como M_{Sat} .
7. Pesar en la balanza hidrostática, y registrar el valor como M_H .
8. Efectuar los cálculos con la ecuación 2.4:

$$\rho_{ap} = \frac{M_S}{M_{Sat} - M_H} \times \rho_l \quad (2.4)$$

Donde:

M_S : masa de la muestra seca (g).

M_{Sat} : masa de la muestra saturada (g).

M_H : masa de la muestra sumergida (g).

ρ_l : densidad del líquido (1 g/cm^3).

El método con parafina consistió en:

1. Tomar los ejemplares de cada muestra de acuerdo al mismo criterio para el método sin parafina.
2. Secarlas durante 24 horas en un horno a una temperatura de $110 \pm 5^\circ\text{C}$, para luego colocarlas en el desecador hasta que alcancen temperatura constante.
3. Pesarlas y registrar el valor como M_S .
4. Preparar la parafina a una temperatura a 60°C .
5. Sumergir los especímenes en la parafina, hasta que ésta cree una capa alrededor de las muestras.
6. Pesarlas y registrar el resultado como M_{Sp} .

7. Pesarlas bajo el agua en balanza hidrostática y se anota su masa como M_{Hp} .

8. Efectuar los cálculos, mediante la ecuación 2.5:

$$\rho_{ap} = \frac{M_S}{\frac{(M_{Sp} - M_{Hp})}{\rho_l} - \frac{(M_{Sp} - M_S)}{\rho_p}} \times \rho_l \quad (2.5)$$

Donde:

M_S : masa de la muestra seca (g).

M_{Sp} : masa de la muestra seca con parafina (g).

M_{Hp} : masa de la muestra con parafina sumergida (g).

ρ_l : densidad del líquido (1 g/cm³).

ρ_p : densidad de la parafina (0.9 g/cm³).

2.2.2.2.4. Abrasión de los Ángeles

El procedimiento llevado a cabo para realizar este ensayo fue el siguiente:

1. Seleccionar la gradación del material, de acuerdo al pasante y retenido de la torre de tamices correspondiente (Tabla 2.4), y luego la carga abrasiva (Tabla 2.5).

Tabla 2.4 Gradación del material según la cantidad de pasante retenido

Tamaño del tamiz		Masa de la carga (g)			
		Gradación			
Pasa	Retiene	A	B	C	D
1 1/2"	1"	1250 ± 25	-	-	-
1"	3/4"	1250 ± 25	-	-	-
3/4"	1/2"	1250 ± 10	2500 ± 10	-	-
1/2"	3/8"	1250 ± 10	2500 ± 10	-	-
3/8"	1/4"	-	-	2500 ± 10	-
1/4"	No. 4	-	-	2500 ± 10	-
No. 4	No. 8	-	-	-	5000 ± 10

Tabla 2.5 Número de esferas de acuerdo a la gradación

Gradación	No. de esferas	Masa de la carga (g)
A	12	5000 ± 25
B	11	4584 ± 25
C	8	3300 ± 20
D	6	2500 ± 15

2. Lavar la muestra y secarla en el horno a 110°C por 24 horas.
3. Separarla en fracciones y comprobar los pesos de cada una de ellas.
4. Mezclar las fracciones y registrar el peso inicial P_i .
5. Ubicar la muestra y la carga abrasiva en la máquina de Abrasión de los Ángeles.
6. Programa el equipo para operar a 500 RPM por un tiempo de 15 minutos aproximadamente.
7. Recoger el material en el interior del tambor y retirar las cargas abrasivas.
8. Retirar el material pasante, utilizando el tamiz No. 12.
9. Situar el material en una bandeja y secar en el horno a 110°C por 24 horas.
10. Pesar la muestra y registrar el valor obtenido como P_f .
11. Calcular el porcentaje de desgaste con la ecuación 2.6:

$$\%Desgaste = \frac{P_i - P_f}{P_i} \times 100 \quad (2.6)$$

Donde:

P_i : peso inicial de la muestra (g).

P_f : peso final de la muestra (g).

2.2.2.2.5. Límites de Atterberg

Antes de empezar el ensayo, se expuso la muestra al sol para que se seque por completo. Y se ejecutó el siguiente procedimiento:

1. Cuartear para obtener una muestra representativa de 1 kg.
2. Tamizar el material con la malla No. 40, y obtener 150 a 250 g. del pasante.

Determinación del límite líquido

1. Colocar cerca de 120 g. de muestra en un mortero de porcelana.
2. Agregar alrededor de 20 ml. de agua, y utilizar una espátula para homogenizar la muestra. El agua debe ser añadida progresivamente de 1 a 5 ml. hasta que la mezcla quede homogénea y de consistencia blanda.
3. Colocar la pulpa en la superficie de la Copa de Casagrande del Aparato de Límite Líquido, tratando de no llenarla en su totalidad, y empujar la mezcla sobre el fono de la Copa con la espátula. Es indispensable cubrir la muestra con un plástico o trapo húmedo.
4. Ajustar la copa en la base del equipo, y con el ranurador trazar un canal desde el borde superior hasta el inferior de la copa, tomando como eje central las tuercas que se encuentran en la parte superior del borde de la Copa. Y así, dividir la muestra en dos mitades. El fondo de la capa de ser visible.
5. Alzar y dejar caer la copa con la manivela a una razón de 1.9 a 2.1 caídas por segundo hasta que las dos mitades entren en contacto, hasta que el fondo de la copa no sea visible y registrar el número de golpes N.
6. Remover la fracción de material de la copa, y registrar el peso húmedo, para después secarlo durante 24 horas y anotar el peso seco, y calcular la humedad.
7. Replicar el procedimiento desde el inciso 3 con diferentes contenidos de humedad y número de golpes que se encuentren en los siguientes rangos: 15 a 25, 20 a 30 y 25 a 35.
8. Determinar la humedad usando las ecuaciones 2.7, 2.8 y 2.9:

$$M_H = M_{HR} - M_{SR} \quad (2.7)$$

$$M_S = M_{SR} - M_R \quad (2.8)$$

$$\%M = \frac{M_H}{M_S} \times 100 \quad (2.9)$$

Donde:

M_{HR} : masa de la muestra húmeda más recipiente (g).

M_{SR} : masa de la muestra seca más recipiente (g).

9. Graficar en una hoja semi-log, con escala logarítmica en el eje de las abscisas el número de golpes N y con aritmética en el eje de las ordenadas la humedad $\%M$. Trazar una recta entre los 3 o más puntos graficados (línea de escurrimiento). El contenido de humedad que es la intercepción con la línea de escurrimiento con la abscisa de $N = 25$ golpes, representa el valor del Límite Líquido $ML\%$.

Determinación del límite plástico

1. Tomar alrededor de 20 g. de la muestra preparada para la determinación del límite líquido.
2. Disminuir la humedad de la muestra añadiendo progresivamente 2 g. del material seco, incorporándola sobre una placa de vidrio, y con la mano ir formando cilindros de diámetro uniforme hasta llegar a 3.2 mm.
3. Romper el cilindro en 6 u 8 fragmentos, amasar y repetir el proceso.
4. Registrar el peso de la muestra una vez que el cilindro se desmorone antes de llegar a los 3.2 mm.
5. Secar en el horno a una temperatura de 110°C por 24 horas.
6. Registrar peso seco de la muestra, y calcular la humedad.
7. Utilizar la ecuación 2.10, para determinar la humedad.
8. Determinar el límite plástico $MP\%$ a través de la media de los porcentajes de humedad $\%M$ calculados previamente. Si éstos difieren en más de 1.4%, se debe repetir el ensayo del límite plástico.

Determinación del índice de plasticidad

Para calcular el índice de plasticidad, se utiliza la ecuación 2.10:

$$IP = ML\% - MP\% \quad (2.10)$$

2.3. Fase III: Procesamiento de datos

Esta etapa se basó en el procesamiento de toda la información recolectada en campo y laboratorio a través de todas las actividades mencionadas previamente, para elaborar el diseño de explotación, realizando a su vez un análisis económico y ambiental del proyecto.

2.3.1. Diseño de explotación minera

Los parámetros utilizados para el sistema de explotación se presentan a continuación.

2.3.1.1. *Altura de banco*

Este parámetro se determinó de acuerdo con las características de la matriz rocosa y las dimensiones de los equipos de perforación y carga. En la práctica son las dimensiones del equipo de arranque y la altura máxima que alcanza el cucharón, los parámetros que condicionan la altura del banco, porque técnicamente ésta depende de las propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso (Puente, 2016).

2.3.1.2. *Ángulo de talud de banco*

El ángulo de talud de banco (ϕ) se calculó con la ecuación 2.11 en función del coeficiente de Protodyakonov (ecuación 2.12), el cual depende de la resistencia a la compresión uniaxial de la roca.

$$\phi = \tan^{-1}(f) \quad (2.11)$$

$$f = \frac{RCS}{10} \quad (2.12)$$

Donde:

f : coeficiente de Protodyakonov

RCS : resistencia a la compresión simple del macizo rocoso (MPa).

2.3.1.3. *Ancho de berma*

Las bermas sirven como barreras de protección, al contener y almacenar los materiales que puedan desprenderse de los frentes de los bancos superiores (López Jimeno et al., 1997). Según el criterio de Ritchie (1963), modificadas por Evans y Call (1992), se determina el ancho de la berma (w) según la altura del banco, y se halla con la ecuación 2.13.

$$w = H_b(ctg(\theta) - ctg(\phi)) \quad (2.13)$$

Donde:

H_b : altura del banco (m).

ϕ : ángulo del talud del banco de trabajo.

θ : ángulo de talud estable.

La determinación del ángulo de talud estable se realiza multiplicando el ángulo del talud del banco de trabajo por un coeficiente de estabilidad $K=1.25$ como se muestra en la ecuación 2.14.

$$\theta = \phi - 0.25\phi \quad (2.14)$$

2.3.1.4. Altura de berma

Se diseñó la altura de la berma (h) como la mitad del diámetro del neumático del vehículo de mayor dimensión que transite por la pista, garantizando que no exista vuelco de los vehículos, mediante la ecuación 2.15.

$$h = \frac{l_{neumático}}{2} \quad (2.15)$$

Donde:

$l_{neumático}$: diámetro del neumático (m).

2.3.1.5. Ancho de vía

El ancho de vía que se recomienda puede calcularse con ecuación 2.16:

$$A = a(0.5 + 1.5n) \quad (2.16)$$

Donde:

a : ancho del vehículo (m).

n : número de carriles deseados.

Este resultado representa el ancho mínimo de la vía, y lo que significa es que tanto a la izquierda como la derecha de cada vehículo deben dejarse una distancia de seguridad equivalente a la mitad del ancho del mismo (López Jimeno et al., 1997).

2.3.1.6. Radios y sobreancho en las curvas

Para que las curvas no constituyan una limitación en la producción deben poseer un radio mínimo entre 20 y 30 m., considerando el vehículo que se esté utilizando (López Jimeno et al., 1997). Este parámetro se calcula a través de la ecuación 2.17.

$$S = 2 \cdot \left(R - \sqrt{R^2 - L^2} \right) \cdot \frac{5.8}{\sqrt{R}} \quad (2.17)$$

Donde:

S : sobreaño (m).

R : radio de la curva (m).

L : distancia entre los ejes del vehículo (m).

2.3.1.7. Peralte

Para neutralizar la fuerza centrífuga en las curvas, se calculó el peralte de la siguiente manera, mediante la ecuación 2.18 (López Jimeno et al., 1997).

$$e = \frac{V^2}{127.14 \cdot R} - f_r \quad (2.18)$$

Donde:

e : tangente del ángulo del plano horizontal con la pista.

V : velocidad (km/h).

R : radio de la curva (m).

f_r : coeficiente de fricción.

2.3.1.8. Ancho de plataforma de trabajo

Es el ancho mínimo de plataforma de trabajo (T) definido como la suma de los espacios requeridos para el movimiento de la maquinaria que opera en ellos de forma simultánea (López Jimeno et al., 1997). Y se calcula con la ecuación 2.19.

$$T = C + A + w \quad (2.19)$$

Donde:

C : radio de giro de excavadora (1.5 veces su longitud) (m).

A : ancho de vía (m).

w : ancho de berma (m)

2.3.1.9. Profundidad de la cantera

Se define por medio de la ecuación 2.20.

$$H_c = \text{Cota de superficie} - \text{Cota de reservas probadas} \quad (2.20)$$

2.3.1.10. Número de bancos

Se define mediante la ecuación 2.21.

$$N = \frac{Hc}{Hb} \quad (2.21)$$

Donde:

N : número de bancos

Hc : profundidad de la cantera (m)

Hb : altura de banco (m)

2.3.2. Estabilidad de taludes

Siendo:

ψ_f : Buzamiento de la cara del banco (°)

ψ_p : Buzamiento de la discontinuidad (°)

φ : Ángulo de rozamiento (°)

2.3.2.1. Rotura planar

La rotura planar se produce cuando se cumple la ecuación 2.22:

$$\psi_f > \psi_p \wedge \psi_p > \varphi \quad (2.22)$$

2.3.2.2. Rotura por vuelco

La rotura por vuelco se produce cuando se cumple la ecuación 2.23:

$$\psi_p > \varphi \quad (2.23)$$

2.3.3. Perforación y voladura

2.3.3.1. Diámetro de perforación

La elección de los diámetros de los barrenos depende de la producción horaria y la resistencia de la roca, como referencia se tomó en cuenta la información detallada en la Tabla 2.6 (López Jimeno, 1987).

Tabla 2.6 Diámetro del barreno en función de la resistencia de la roca [López Jimeno, 1987]

Diámetro del barreno (mm)	Producción horaria media (m ³ b/h)	
	Roca blanda-media <120MPa	Roca dura-Muy dura>120MPa
65	190	60
89	250	110
150	550	270

2.3.3.2. *Altura de banco*

La altura del banco se estimó en función del diámetro del barreno, como se muestra en la tabla 2.7.

Tabla 2.7 Altura del banco en función del diámetro del barreno [López Jimeno, 1987]

Altura de banco (m)	Diámetro del barreno (mm)
8-10	65-90
10-15	100-150

2.3.3.3. *Variables de diseño*

Las variables de diseño se calcularon tomando como parámetro guía la resistencia a compresión simple (Tabla 2.8), donde D representa el diámetro en m.

Tabla 2.8 Variables de diseño en función del diámetro [López Jimeno, 1987]

Variable de diseño	Resistencia a la compresión simple (MPa)			
	Blanda <70	Media 70-120	Dura 120-180	Muy dura >180
Burden	39D	37D	35D	33D
Espaciamiento	51D	47D	43D	38D
Retacado	35D	34D	32D	30D
Sobreperforación	10D	11D	12D	12D

2.3.3.4. *Altura total de perforación*

Se utilizó la ecuación 2.24:

$$L = \frac{H}{\cos \beta} + \left(1 - \frac{\beta}{100}\right) \times J \quad (2.24)$$

Donde:

L : Longitud del barreno (m).

β : Ángulo con respecto a la vertical (grados).

H : Altura de banco (m).

J : Sobreperforación (m).

2.3.3.5. Perforación específica

Se define como la razón entre el volumen del material extraído por metro lineal de perforación, se calculó mediante la ecuación 2.25.

$$P_{esp} = \frac{\left(1 + \frac{J}{H + J}\right)}{B \times E} \quad (2.25)$$

Donde:

P_{esp} : Perforación específica (mlp/m³)

H : Altura de banco (m)

J : Sobreperforación (m)

B : Burden (m)

E : Espaciamiento (m)

2.3.3.6. Distribución de cargas

Se aplicó la teoría de cargas selectivas en las que se considera que la longitud en el fondo del barreno debe ser de 2 a 2.5 veces mayor a la energía que se necesita para la rotura de la roca frente a la carga de columna, para rocas con $RCS < 70$ MPa se proponen las siguientes longitudes en función del diámetro del barreno (Tabla 2.9).

Tabla 2.9 Longitud de cargas en función del diámetro (D) del barreno[López Jimeno, 1987]

Parámetros	Longitud (m)
Retacado	20D
Carga de columna	Según ecuación 2.29

2.3.3.7. Longitud de carga de columna

La longitud de la carga de columna (Tabla 2.10) se calcula con la ecuación 2.26.

$$L_{columna} = L_{barreno} - L_{retacado} \quad (2.26)$$

Tabla 2.10 Longitud de cargas en función del diámetro (D) del barreno [López Jimeno, 1987]

Parámetros	Longitud (m)
Retacado	20D
Carga de fondo	40D
Carga de columna	Según ecuación 2.26

2.3.3.8. Concentración de sustancia explosiva por metro lineal de perforación

Se lo determinó mediante la ecuación 2.27.

$$Q_e = \frac{\pi \times D^2 \times \rho_{exp} \times K}{4} \quad (2.27)$$

Donde:

Q_e : Concentración de sustancia explosiva por metro lineal de perforación (Kg/mlp)

D : Diámetro de perforación (m)

ρ_{exp} : Densidad del explosivo (kg/l)

K : Coeficiente de llenado generalmente se usa $K=0,9$

2.3.3.9. Control de vibraciones

El nivel de riesgo se calculó mediante la ecuación 2.28.

$$NR = \frac{D}{(C_{ANFO})^{1.5}} \quad (2.28)$$

Donde:

NR : Nivel de riesgo

D : Distancia al punto de interés más cercano (m)

C_{ANFO} : Consumo de ANFO por voladura (kg)

Para el consumo de ANFO por voladura se utilizó la ecuación 2.29.

$$C_{ANFO} = L_{columna} * Q_e * K * Nh \quad (2.29)$$

Donde:

$L_{columna}$: Longitud de columna (m)

Q_e : Concentración de sustancia explosiva por metro lineal de perforación (Kg/mlp)
 K : Coeficiente de llenado generalmente se usa $K=0,9$
 Nh : Número de huecos

2.3.3.10. **Predicción de la fragmentación**

El volumen de roca removido por una perforación se estimó utilizando la ecuación 2.30.

$$V = B * E * A_T \quad (2.30)$$

Donde:

V : Volumen de roca removido por una perforación (m^3)

B : Burden (m)

E : Espaciamiento (m)

A_T : Altura total de perforación (m)

En cuanto a la predicción de la fragmentación, se calculó mediante la ecuación 2.31.

$$D_{50} = F * \left(\frac{V}{C_t}\right)^{0.8} * (C_t)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{1.15}{P_{ANFO}}\right)^{\frac{9}{30}} \quad (2.31)$$

Donde:

D_{50} : Tamaño medio de la roca fragmentada (cm)

F : Factor de roca (10, para roca dura y altamente fisurada)

V : Volumen de roca removido por una perforación (m^3)

C_t : Carga de explosivo por taladro (kg)

P_{ANFO} : Potencia relativa al ANFO (se usa 100).

2.3.4. **Carga y transporte**

Para el caso de la etapa de carguío, se utilizaron los siguientes conceptos.

2.3.4.1. **Factor de conversión volumétrica (FCV)**

Se calcula a través de la ecuación 2.32.

$$FCV = \frac{\rho_s}{\rho_b} \quad (2.32)$$

Donde:

ρ_s : volumen de material suelto (kg/m³).

ρ_b : volumen de material en banco (kg/m³).

El coeficiente de esponjamiento se define como el inverso al factor de conversión volumétrica.

2.3.4.2. **Tiempo de ciclo de la excavadora (T_{ce})**

Este parámetro fue determinado a través de la Tabla 2.11 que especifica valores medios, considerando la relación con las características del material; a capacidad del cazo de los equipos; y que las excavadoras y dragalinas efectúan un giro de 90°.

Tabla 2.11 Tiempos de ciclos para cada equipo según el tamaño del cazo [López Jimeno, 1994]

Tamaño del cazo	Tiempo de ciclo (min)		
	Pala de ruedas	Excavadora	Dragalina
Excavabilidad mala			
Menor de 3 m ³	0.60	0.45	0.65
4 – 8 m ³	1.00	0.60	0.85
9 – 23 m ³	1.50	1.00	1.45
Excavabilidad media			
Menor de 3 m ³	0.50	0.40	0.55
4 – 8 m ³	1.00	0.50	0.65
9 – 23 m ³	1.00	0.80	1.05
Excavabilidad buena			
Menor de 3 m ³	0.40	0.30	0.40
4 – 8 m ³	0.50	0.40	0.50
9 – 23 m ³	0.80	0.60	0.75

2.3.4.3. **Producción horaria de equipos de carga**

Se determinó mediante la ecuación 2.33.

$$P = \frac{60 \cdot C_c \cdot E \cdot K_{lle} \cdot H \cdot A \cdot FCV}{T_c} \quad (2.33)$$

Donde:

C_c : capacidad del cazo (m³).

E : factor de eficiencia. (Tabla 2.12).

Klle: factor de llenado del cazo (Tabla 2.13).

H: factor de corrección por la altura de la pila de material. (Tabla 2.14).

A: factor de corrección por el ángulo de giro. (Tabla 2.15).

FCV: factor de conversión volumétrica.

T_c: ciclo de un cazo (min).

Tabla 2.12 Eficiencia operativa global [López Jimeno, 1994]

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

Tabla 2.13 Factor de llenado del cazo de cada equipo según el estado del material a cargar [López Jimeno, 1994]

Estado del material a cargar	Coeficiente de llenado		
	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

Tabla 2.14 Factor de corrección por la altura de la pila del material [López Jimeno, 1994]

% Altura óptima	40	60	80	100
	160	140	120	
Factor de corrección	0.80	0.90	0.98	1.00
	1.25	1.10	1.02	

Tabla 2.15 Factor de corrección por el ángulo de giro [López Jimeno, 1994]

Ángulo de giro	45°	60°	75°	90°	120°	150°	180°
Factor de giro	1.19	1.11	1.05	1.00	0.91	0.83	0.77

Con respecto a la etapa de transporte, fue necesario establecer las condiciones de utilización del mismo, justificarlo, y decidir el uso de transporte automotor, con

lo que se procedió a efectuar los cálculos de acuerdo con las condiciones de explotación, los volúmenes necesarios a transportar y el número de equipos que conformaría el parque de transporte.

2.3.4.4. Tiempo de ciclo (T_{cc})

Este parámetro se refiere a la suma del tiempo de carga (T_c), el tiempo de viaje cargado (T_{vc}), el tiempo de descarga (T_d) y el tiempo de viaje vacío (T_{vv}). Y fue calculado con la ecuación 2.34.

$$T_{cc} = T_c + T_{vc} + T_d + T_{vv} \quad (2.34)$$

2.3.4.5. Tiempo de carga

Este tiempo depende del número de ciclos que sean considerados necesarios para llenar la caja del camión transportador. Y se calculó mediante la ecuación 2.35.

$$T_c = n_c \times T_{ce} = \frac{E_c}{E_x \cdot K_{lle}} \times T_{ce} \quad (2.35)$$

Donde:

n_c : número de casos necesarios para llenar la excavadora.

T_{ce} : tiempo de ciclo de excavadora.

K_{lle} : coeficiente de llenado del cazo.

E_c : capacidad de la caja del camión.

E_x : capacidad del cazo de excavadora.

2.3.4.6. Tiempo de viaje cargado

Además del tiempo de viaje, este valor incorpora las maniobras de ubicación en la plataforma de descarga. Y se determinó con la ecuación 2.36.

$$T_{vc} = \left(\frac{d}{V_{ll}} + md \right) \times K_f \quad (2.36)$$

Donde:

d : distancia desde el punto de carga hasta el punto de descarga.

V_{ll} : velocidad de desplazamiento lleno.

md : tiempo de maniobra de descarga.

K_f : coeficiente de reserva que depende de las fluctuaciones de la velocidad y otros imprevistos.

2.3.4.7. Tiempo de descarga

Corresponde a un valor estimado, en el que tarda el equipo en evacuar la carga.

2.3.4.8. Tiempo de viaje vacío

Además del tiempo de viaje, este valor incorpora las maniobras de ubicación en la plataforma de carga. Y se halló mediante la ecuación 2.37.

$$T_{vv} = \left(\frac{d}{V_v} + mc \right) K_f \quad (2.37)$$

Donde:

V_v : velocidad de viaje vacío.

mc : tiempo de maniobra en la plataforma de carga.

Una vez hallados estos parámetros, se procedió a calcular la productividad del camión.

2.3.4.9. Productividad teórica (Q_t)

Se calculó con la ecuación 2.38.

$$Q_t = \frac{3600 \cdot E_c}{T_{cc}} \quad (2.38)$$

Donde:

E_c : capacidad nominal del camión.

2.3.4.10. Productividad técnica del camión (Q_{tec})

Se determinó con la ecuación 2.39.

$$Q_{tec} = Q_t \cdot K_u \cdot K_{llc} \cdot T_t \quad (2.39)$$

Donde:

K_u : coeficiente de utilización del camión.

K_{llc} : coeficiente de llenado del camión.

T_t : tiempo de turno.

2.3.4.11. Productividad de explotación (Qe)

Se calculó mediante la ecuación 2.40.

$$Qe = Qt_{ec} \cdot Kn \quad (2.40)$$

Donde:

Kn : tiempos improductivos no tecnológicos.

2.3.4.12. Número de camiones servidos por excavadora (Nce)

Dependiendo del tiempo de ciclo de ambos equipos, se determinó el número de camiones necesarios para servir una excavadora. Y se halló con la ecuación 2.41.

$$Nce = \frac{T_{cc}}{n_c \cdot T_{ce}} \times K_{rn} \quad (2.41)$$

Donde:

K_{rn} : coeficiente de reserva que considera los imprevistos que puede presentar la excavadora.

2.3.4.13. Parque de transporte (Nc)

Este parámetro se determina por las productividades necesarias para transportar el material. Y se determinó con la ecuación 2.42.

$$Nc = \frac{A_t}{Qe \cdot Nd \cdot Nt} \quad (2.42)$$

Donde:

Nd : número de días efectivos laborales.

Nt : número de turnos al día.

2.3.4.14. Número de camiones que integran el parque de transporte

Se calculó con la ecuación 2.43.

$$Nt = Nc \cdot K_{up} \quad (2.43)$$

Donde:

K_{up} : coeficiente que considera la disponibilidad técnica del parque de máquinas.

2.3.5. Análisis Ambiental

Las explotaciones de materiales pétreos pueden generar impactos ambientales considerables, debido al elevado movimiento de tierras y materiales, y a la construcción de nuevas infraestructuras e instalaciones que luego representan terrenos de difícil restauración (López Jimeno, 1994).

Por lo tanto, es indispensable identificar los factores que influyan en el proyecto y determinar los impactos que ocasionan, y para eso se implementó la matriz de Leopold, para lo cual se realizó las siguientes actividades

1. Establecer las actividades del proyecto.
2. Identificar los componentes y subcomponentes ambientales a ser afectados.
3. Determinar los factores ambientales directamente vinculados con las actividades desarrolladas en el área de estudio.
4. Asignar el factor ambiental para cada actividad.
5. Escoger las relaciones entre las acciones y los factores ambientales que se pueden afectar, ubicando en el casillero correspondiente dos valores separados por una diagonal. Uno de los valores indica el alcance de afectación de cada factor ambiental; otro valor corresponde a la importancia del factor.
6. Designar la magnitud (M) e importancia (I), lo que representa un número fraccionario con valores entre 1 y 10, cuyo numerador es un número positivo (si se refiere a un impacto positivo) o negativo (si se refiere a un impacto negativo) y el denominador siempre es un número positivo. La presentación de los valores es M/I, utilizando la escala de afectación para ambos parámetros de 1 a 3 = Baja, 4 a 6 = Media y 7 a 10 = Alta.
7. Lograr una apreciación real de cuán representativa es una interacción al total de relaciones de causalidad que se han establecido, la metodología crea el casillero agregación de impactos, cuyo valor se obtiene multiplicando el valor de la magnitud con el de importancia, sumándolos algebraicamente. Esto indican cuán beneficiosa es la acción propuesta.

8. Adicionar por separado los valores de agregación de impactos, tanto para las acciones como para los factores ambientales, el valor obtenido debe ser idéntico.

2.3.6. Análisis Económico

2.3.6.1. *Estimación de inversiones o costes de capital*

Las inversiones representan los rubros realizados en la fase de implementación de un proyecto, pero también son considerados los ejecutados durante la operación (Sapag, 2011).

Las inversiones tienen 2 componentes principales: una parte de capital fijo, que se refiere a los fondos requeridos para la adquisición de terrenos, maquinaria y equipos, infraestructura, etc.; y a otra de capital circulante, que constituye el dinero imprescindible para empezar la fase de operación (López Jimeno et al., 1997).

2.3.6.2. *Estimación de los costes de operación*

Son denominados como costes de operación a los generados de manera continua durante el desarrollo de la operación, los cuales se dividen en: costes directos, costes indirectos y costes generales (López Jimeno et al., 1997).

2.3.6.2.1. *Costes directos*

Esta categoría se refiere a aquellos considerados primarios de operación, y constituyen los de personal, y de preparación y desarrollo para el área de producción (López Jimeno et al., 1997).

2.3.6.2.2. *Costes indirectos*

Se consideran como gastos independientes de la producción, los cuales suelen ser variables de acuerdo al nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida (López Jimeno et al., 1997).

2.3.6.2.3. *Costes generales*

Éstos pueden ser considerados como parte de los costes de operación, pero generalmente se contemplan a un nivel empresarial del ciclo completo de producción (López Jimeno et al., 1997).

2.4. Fase IV: Análisis de Resultados – Conclusiones y Recomendaciones

En base a los resultados obtenidos, se efectuó el análisis y justificación de los mismos, y de tal manera, sustentar todos los datos procesados. A su vez, se concluyó en base a los objetivos logrados los resultados predominantes e indispensables para el correcto desarrollo del proyecto integrador.

CAPÍTULO 3

3. RESULTADOS Y ANÁLISIS

3.1. Geología estructural

En el área de estudio se identificaron 2 fallas normales (Figura 3.1) evidenciando un desplazamiento vertical de estratos de lutitas, donde el estrato del techo presenta un movimiento hacia abajo en relación al estrato inicial, siendo el producto de fuerzas extensionales, con dirección preferencial NE, SO y buzamiento hacia el NO.

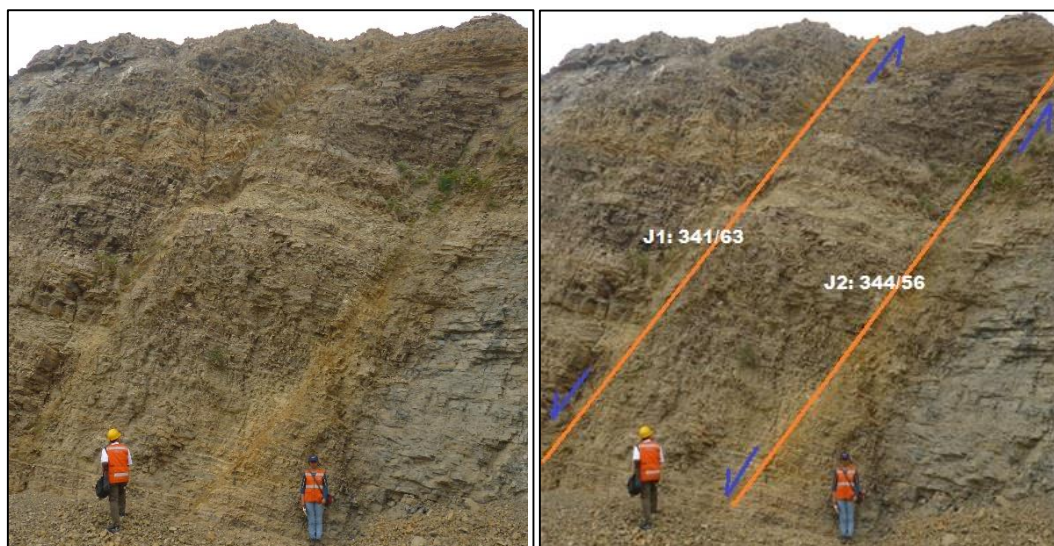


Figura 3.1 Identificación de fallas en zona de estudio [Autores, 2019]

3.2. Geomecánica

Los resultados de la caracterización geomecánica según el índice RMR, se encuentran detallados en Apéndice C. A continuación, se presenta el valor resultante para cada una de las estaciones geomecánicas establecidas, tomando en consideración la peor condición para cada familia de discontinuidades (Tabla 3.1).

Tabla 3.1 Valoración RMR de las estaciones geomecánicas [Autores, 2019]

No. Estación	Valor RMR	Clase	Calidad
1	51	III	Media
2	46	III	Media
3	54	III	Media
4	52	III	Media
5	49	III	Media

Por lo que, según esta caracterización corresponden los siguientes valores de cohesión y ángulo de rozamiento interno:

- Cohesión: 2 – 3 kg/cm².
- Ángulo de rozamiento: 25° – 35°.

3.3. Caracterización de los materiales

3.3.1. Granulometría

Los resultados del análisis granulométrico de las muestras No.4, 3/8", 3/4" y Arena se presentan en la Tabla 3.2, Tabla 3.3, Tabla 3.4 y Tabla 3.5, con las curvas granulométricas expuestas en la Figura 3.2, Figura 3.3, Figura 3.4 y Figura 3.5 respectivamente.

Tabla 3.2 Granulometría del material de tamaño No.4 [Autores, 2019]

Granulometría Material No. 4					
No. Tamiz	Abertura (mm)	Peso parcial (kg)	%Retenido	%Retenido Acumulado	%Pasante Acumulado
1 1/2"	38.10	0	0	0	100.000
1"	25.00	2.942	57.506	57.506	42.494
3/4"	19.00	1.982	38.741	96.247	3.753
1/2"	12.50	0.192	3.753	100.000	0
3/8"	9.50	0	0	100.000	0
Fondo		0	0	100.000	0
TOTAL		5.116	100.000		

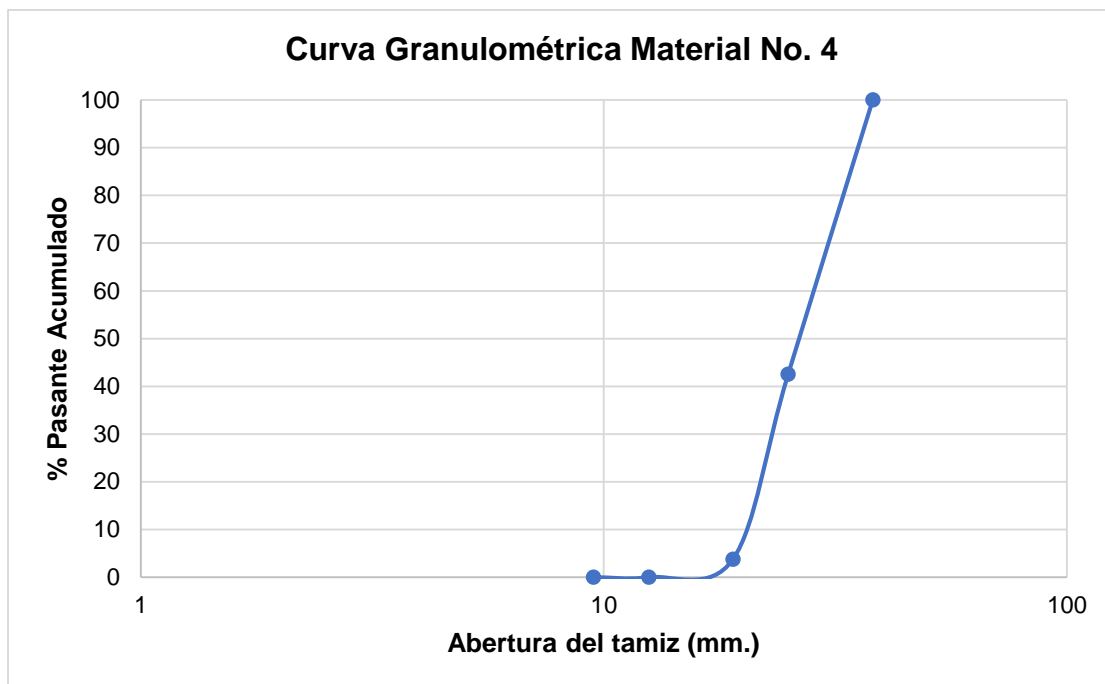


Figura 3.2 Curva granulométrica de material de tamaño No.4 [Autores, 2019]

Tabla 3.3 Granulometría del material de tamaño 3/8" [Autores, 2019]

Granulometría Material 3/8"					
No. Tamiz	Abertura (mm)	Peso parcial (kg)	%Retenido	%Retenido Acumulado	%Pasante Acumulado
1"	25.00	0	0	0	100.000
3/4"	19.00	0	0	0	100.000
1/2"	12.50	0.002	0.121	0.121	99.879
3/8"	9.50	0.236	12.354	12.475	87.525
No. 4	4.75	1.596	83.547	96.022	3.978
Fondo		0.076	3.978	100.000	0
TOTAL		1.910	100.000		

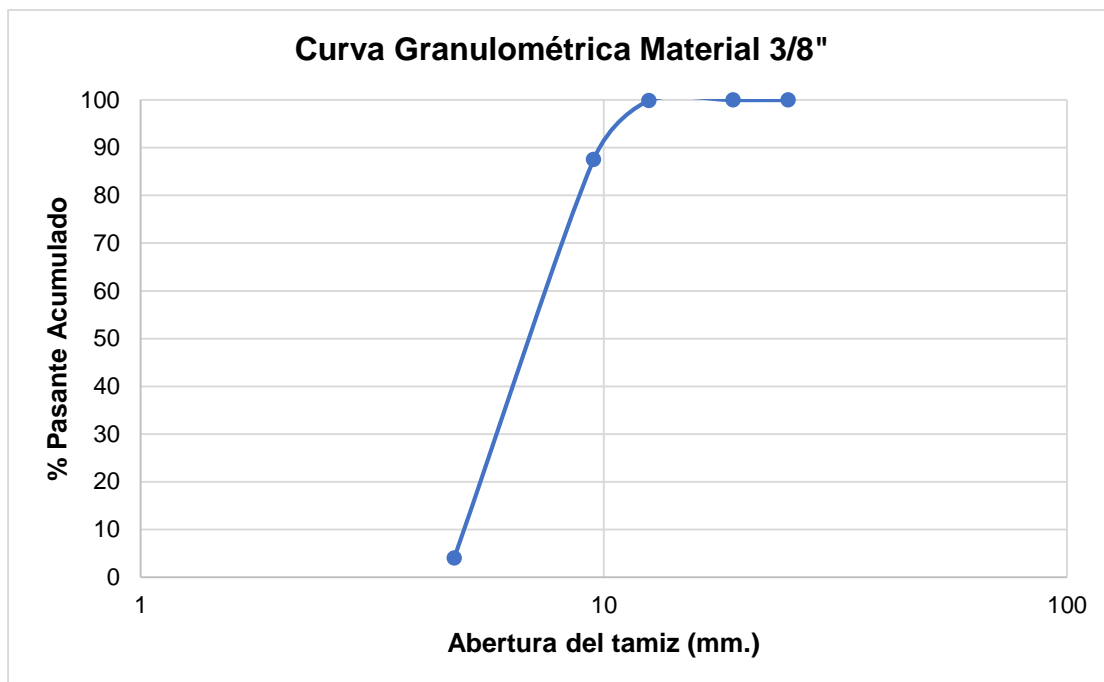


Figura 3.3 Curva granulométrica de material de tamaño 3/8" [Autores, 2019]

Tabla 3.4 Granulometría del material de tamaño 3/4" [Autores, 2019]

Granulometría Material 3/4"					
No. Tamiz	Abertura (mm)	Peso parcial (kg)	%Retenido	%Retenido Acumulado	%Pasante Acumulado
1"	25.00	0	0	0	100.000
3/4"	19.00	0.190	2.739	2.739	97.261
1/2"	12.50	5.266	75.901	78.639	21.361
3/8"	9.50	1.386	19.977	98.616	1.384
No. 4	4.75	0.092	1.326	99.942	0.058
Fondo		0.004	0.058	100.000	0
TOTAL		6.938	100.000		

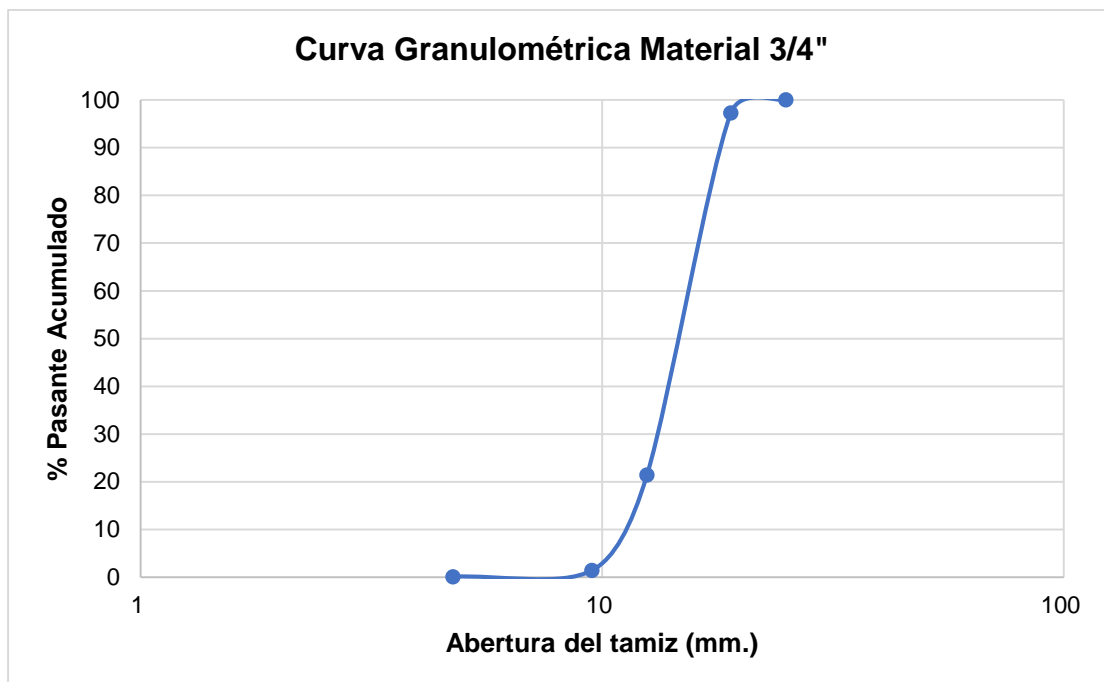


Figura 3.4 Curva granulométrica de material de tamaño 3/4" [Autores, 2019]

Tabla 3.5 Granulometría de material arena [Autores, 2019]

Granulometría Material Arena					
No. Tamiz	Abertura (mm)	Peso parcial (g)	%Retenido	%Retenido Acumulado	%Pasante Acumulado
4	4.750	1.900	0.553	0.553	99.447
8	2.360	94.700	27.561	28.114	71.886
16	1.180	71.900	20.925	49.040	50.960
30	0.600	56.500	16.444	65.483	34.517
50	0.300	50.100	14.581	80.064	19.936
100	0.150	34.900	10.157	90.221	9.779
200	0.075	17.300	5.035	95.256	4.744
Fondo		16.300	4.744	100.000	0
TOTAL		343.600	100.000		

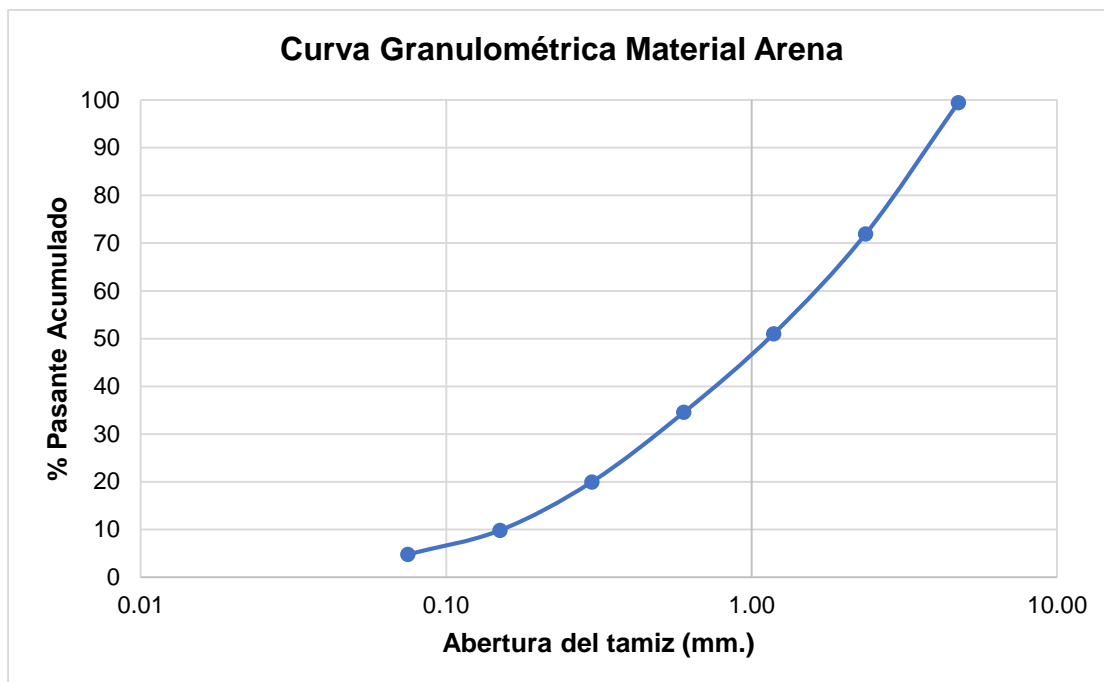


Figura 3.5 Curva granulométrica de material arena [Autores, 2019]

El análisis de finos fue realizado en la muestra de arena. A través del tamiz No. 200, se tamizaron 300 g. de material, de los cuales el pasante correspondió a un valor de 28.6 g., dando como resultado un porcentaje de finos de 9.53%. A su vez, ya que dicho porcentaje no excedió el 15%, no se pudo ejecutar el ensayo de Límites de Atterberg.

3.3.2. Densidad

Este ensayo se efectuó en base a las 3 litologías principales dentro de la zona de estudio: lutita no silicificada (Tabla 3.6), lutita silicificada (Tabla 3.7) y chert (Tabla 3.8). Para esto, se aplicó los dos métodos con el fin de realizar una comparación entre los mismos.

Tabla 3.6 Densidad de lutita no silicificada según método sin y con parafina [Autores, 2019]

Lutita no silicificada						
Método	Código muestra	Masa inicial (g)	M _S (g)	M _{Sat} (g)	M _H (g)	ρ _{ap} (g/cm ³)
Sin parafina NTE INEN 857:2010	MLNS-01	1174.90	1134.44	1202.56	680.14	2.17
	MLNS-02	785.54	763.05	815.23	451.72	2.10
	MLNS-03	574.36	564.03	606.70	332.58	2.06
	MLNS-04	679.50	661.38	687.84	387.94	2.21
	MLNS-05	713.59	688.95	729.57	410.99	2.16
Método	Código muestra	Masa inicial (g)	M _S (g)	M _{Sp} (g)	M _{Hp} (g)	ρ _{ap} (g/cm ³)
Con parafina	MLNS-01	1174.90	1139.48	1148.36	622.94	2.21
	MLNS-02	785.54	765.95	771.41	402.84	2.11
	MLNS-03	574.36	564.53	569.43	291.66	2.07
	MLNS-04	679.50	663.84	669.02	364.68	2.22
	MLNS-05	713.59	694.30	698.01	378.52	2.20

Para el caso de la lutita no silicificada con el método sin parafina, el promedio de densidad aparente fue de 2.14 g/cm³. Y, con respecto al procedimiento con parafina, el valor medio obtenido fue de 2.16 g/cm³. Dando así, un promedio total de 2.15 g/cm³.

Tabla 3.7 Densidad de lutita silicificada según método sin y con parafina [Autores, 2019]

Lutita silicificada						
Método	Código muestra	Masa inicial (g)	M _S (g)	M _{Sat} (g)	M _H (g)	ρ _{ap} (g/cm ³)
Sin parafina NTE INEN 857:2010	MLS-01	962.29	943.18	959.00	573.12	2.44
	MLS-02	1029.80	1008.02	1034.87	614.92	2.40
	MLS-03	890.11	870.62	888.91	530.22	2.43
	MLS-04	870.08	848.57	894.88	521.98	2.28
	MLS-05	1314.03	1307.07	1312.78	799.83	2.55
Método	Código muestra	Masa inicial (g)	M _S (g)	M _{Sp} (g)	M _{Hp} (g)	ρ _{ap} (g/cm ³)
Con parafina	MLS-01	962.29	938.86	945.45	556.44	2.46
	MLS-02	1029.80	1007.98	1014.82	591.15	2.42
	MLS-03	890.11	865.39	871.21	513.84	2.47
	MLS-04	870.08	849.71	854.27	477.11	2.28
	MLS-05	1314.03	1306.19	1313.76	794.85	2.56

La densidad aparente media hallada para la lutita silicificada con el método sin parafina fue de 2.42 g/cm³. Y, para el caso del método con parafina, el promedio fue de 2.44 g/cm³. Resultando así, en una media total de 2.43 g/cm³.

Tabla 3.8 Densidad del chert según método sin y con parafina [Autores, 2019]

Chert						
Método	Código muestra	Masa inicial (g)	M _s (g)	M _{sat} (g)	M _H (g)	ρ _{ap} (g/cm ³)
Sin parafina NTE INEN 857:2010	MC-01	743.95	737.18	743.96	446.94	2.48
	MC-02	592.72	585.81	594.47	356.65	2.46
	MC-03	885.76	877.53	884.48	531.98	2.49
	MC-04	582.08	576.88	581.14	349.35	2.49
	MC-05	594.81	586.69	599.18	358.15	2.43
Método	Código muestra	Masa inicial (g)	M _s (g)	M _{sp} (g)	M _{Hp} (g)	ρ _{ap} (g/cm ³)
Con parafina	MC-01	743.95	735.42	740.69	439.26	2.49
	MC-02	592.72	585.42	590.20	348.24	2.47
	MC-03	885.76	876.36	881.71	525.13	2.50
	MC-04	582.08	576.29	580.39	345.38	2.50
	MC-05	594.81	586.48	590.78	346.31	2.45

Con referencia al chert, la densidad aparente promedio con el método sin parafina fue de 2.47 g/cm³. Y con el método con parafina, la media fue de 2.48 g/cm³.

3.3.3. Resistencia a la compresión simple

Para las 2 probetas analizadas se obtuvo una media de 70.90 MPa que corresponde al valor de la máxima tensión, y, por lo tanto, a la resistencia que puede soportar la roca intacta (Tabla 3.9). El reporte generado se muestra en el Apéndice B2.

Tabla 3.9 Resistencia a la compresión simple de muestras [Autores, 2019]

Parámetros	Fuerza máx. (kN)	Tensión máx. (MPa)	Desplazamiento máx. (mm)
MLS-02-N	186.354	76.0546	0.89700
MLS-03-N	160.222	65.7420	0.81688
Media	173.288	70.8983	0.85694
Desv. estándar	18.4781	7.29211	0.05665
Rango	26.1320	10.3126	0.08012

3.3.4. Abrasión de los Ángeles

Debido a las muestras obtenidas en campo, y según su granulometría se realizó este ensayo en base a las gradaciones B, C y 3, de acuerdo con la Tabla 2.5. Y los resultados se presentan en la Tabla 3.10.

Tabla 3.10 Porcentaje de desgaste de las muestras [Autores, 2019]

Abrasión de los Ángeles			
Descripción	Gradación B	Gradación C	Gradación 3
Peso inicial de muestra (kg)	5.000	5.000	10.000
Peso final de muestra (kg)	4.160	3.944	8.294
% Desgaste	16.80%	21.12%	17.06%

3.3.5. Presencia de impurezas orgánicas en el árido fino

Como se puede apreciar en Figura 3.6, del lado izquierdo se encuentra la solución normalizada de $K_2Cr_2O_7$ y del lado derecho la muestra de árido con la solución normalizada de NaOH. De todo esto, se puede observar que la muestra no presentó impurezas orgánicas significativas, ya que la coloración es de un tono claro y lechoso en comparación con la solución de $K_2Cr_2O_7$ que se observa de un color más oscuro e intenso.



Figura 3.6 Resultado de ensayo de presencia de impurezas orgánicas en la muestra de árido fino [Autores, 2019]

3.4. Ficha de especificaciones técnicas de materiales

Para la roca in situ (Tabla 3.11):

Tabla 3.11 Especificaciones técnicas de la roca in situ [Autores, 2019]

Ficha de especificaciones técnicas		
Densidad aparente media (g/cm ³)	LNS	2.15
	LS	2.43
	C	2.48
Resistencia media (MPa)	LNS	41.2
	LS	70.9
	C	43.7

Para los agregados y arena (Tabla 3.12):

Tabla 3.12 Especificaciones técnicas de agregados y arena [Autores, 2019]

Ficha de especificaciones técnicas		
Granulometría (D80) (mm)	No. 4	34.684
	3/4"	18.162
	3/8"	9.009
	Arena	3.148
Porcentaje de desgaste	Gradación B - 3/4"	16.80%
	Gradación C - 3/8"	21.12%
	Gradación 3 - No. 4	17.06%
Porcentaje de finos	Arena	9.53%
Presencia de impurezas orgánicas	Arena	No presenta

Según el análisis granulométrico y la comparación con la norma ASTM C 33-03 para agregados de hormigón los materiales se clasifican como se muestra en la Tabla 3.13.

Tabla 3.13 Clasificación de los agregados según normativa ASTM C-33 03 [Autores, 2019]

Denominación	Granulometría		
	Comercial	No4	3/4"
Según normativa ASTM C 33-03	No.4	56	67

El material más abrasivo de los agregados es el de la granulometría 3/4" mientras que el menos abrasivo es el de 3/8".

El porcentaje de finos en la arena es menor al 15%, y no presenta impurezas orgánicas significativas.

3.5. Cálculo de reservas

3.5.1. Levantamiento de la columna estratigráfica

Se distinguen principalmente 5 tipos de materiales (Figura 3.7) que se describen a continuación:

Lutita silicificada: Roca sedimentaria detrítica de grano fino, color gris oscuro. Presenta vetillas de cuarzo, calcedonia, arcilla, carbonatos y pátinas de oxidación entre fisuras. En lámina delgada se distingue una textura detrítica-lutítica; clastos del tamaño de limos y arcillas en una matriz micítica donde predomina la sílice. Fragmentos líticos visibles de un posible estado de metamorfismo previo. Existencia de fósiles. Apéndice B1, muestras M-01, M-03, M-05.

Lutita no silicificada: Roca sedimentaria de grano fino y color negro grisáceo, presenta escamas de carbonatos en planos de corte y fisuras. En lámina delgada se distingue una textura detrítica-arenosa con clastos del tamaño de los limos y cemento de calcita, cuarzo, remanentes de plagioclasas, minerales opacos y micas (biotita-clorita). No presenta fragmentos líticos, ni contenido fósil. Apéndice B1, muestra M-04.

Chert: Roca densa de color gris-negro, presenta fracturas de tipo concoidal que se encuentran rellenas de sílice y carbonatos. En lámina delgada se presenta una textura microcristalina-fibrosa, matriz carbonatada y arcillosa con cemento predominante de sílice (ópalo, calcedonia) al menos en un 90%, se identifica a lo largo de las fisuras cuarzo microcristalino, no presenta fragmentos líticos ni contenido fósil. Apéndice B2, Muestra M-02.

Arenisca: Roca sedimentaria detrítica de color gris oscuro, clastos con dimensiones de arenas. Cemento de sílice y granos de cuarzo y fragmentos de roca.

Lutita meteorizada: Roca de baja resistencia que presenta oxidación de grado medio.

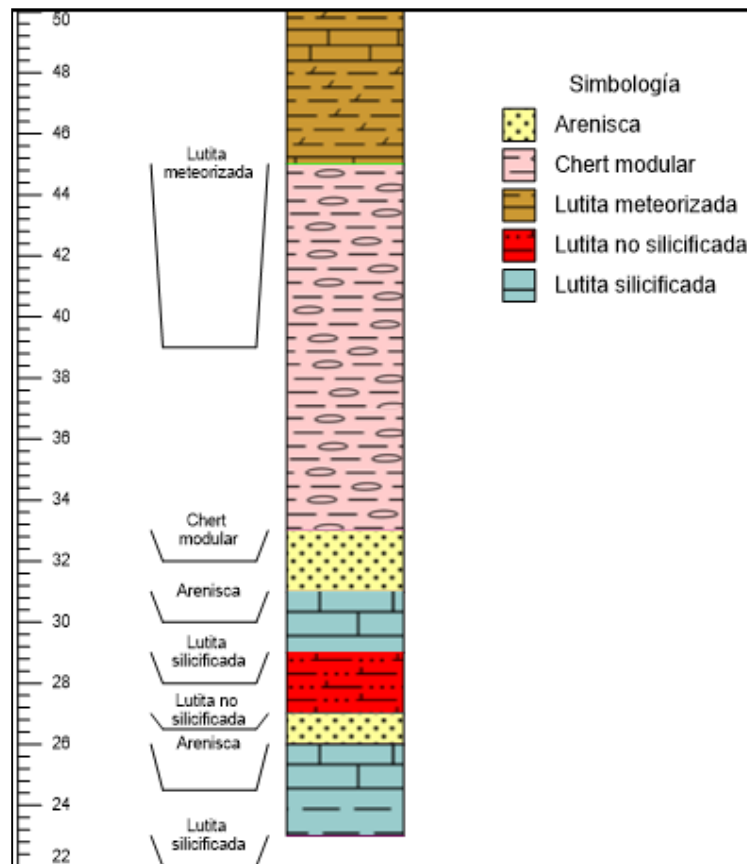


Figura 3.7 Columna estratigráfica la zona de estudio [Autores, 2019]

3.5.2. Volúmenes de material

Para cuantificar las reservas, se realizaron 5 columnas estratigráficas correspondientes a cada estación geomecánica, de las cuales 4 fueron consideradas como sondeos de perforación para determinar los volúmenes de material de acuerdo a las potencias de cada litología. Los volúmenes obtenidos se resumen en la Tabla 3.14, mientras que el resultado del modelo geológico se presenta en la Figura 3.8 y Figura 3.9.

Tabla 3.14 Volúmenes de material en la zona de estudio [Autores, 2019]

Material	Volumen (m ³)
Chert	1601474
Lutita no silicificada	64568
Lutita silicificada	846848
TOTAL	2512890

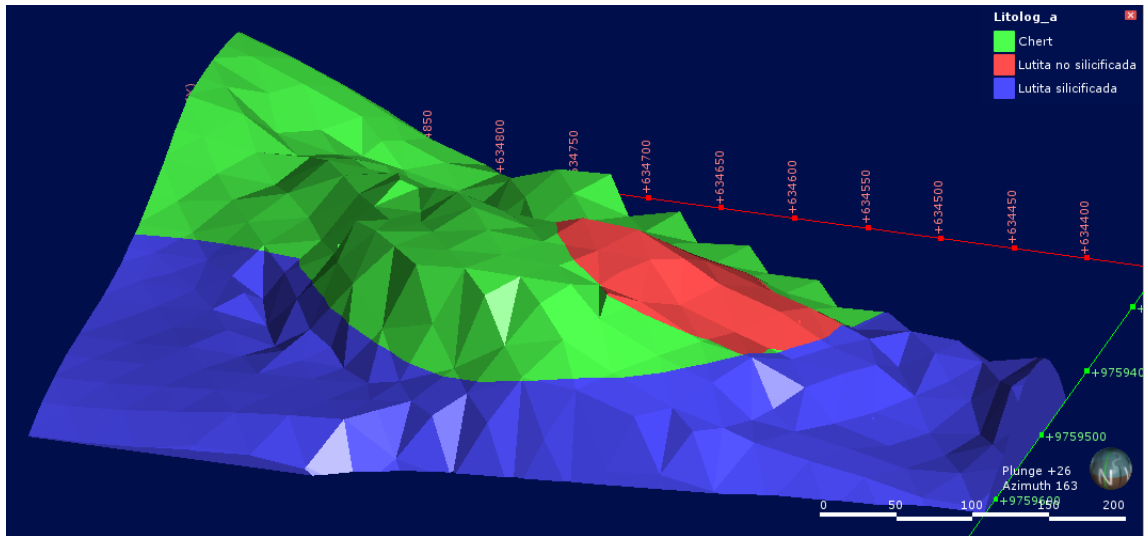


Figura 3.8 Modelo geológico de la zona de estudio vista isométrica [Autores, 2019]

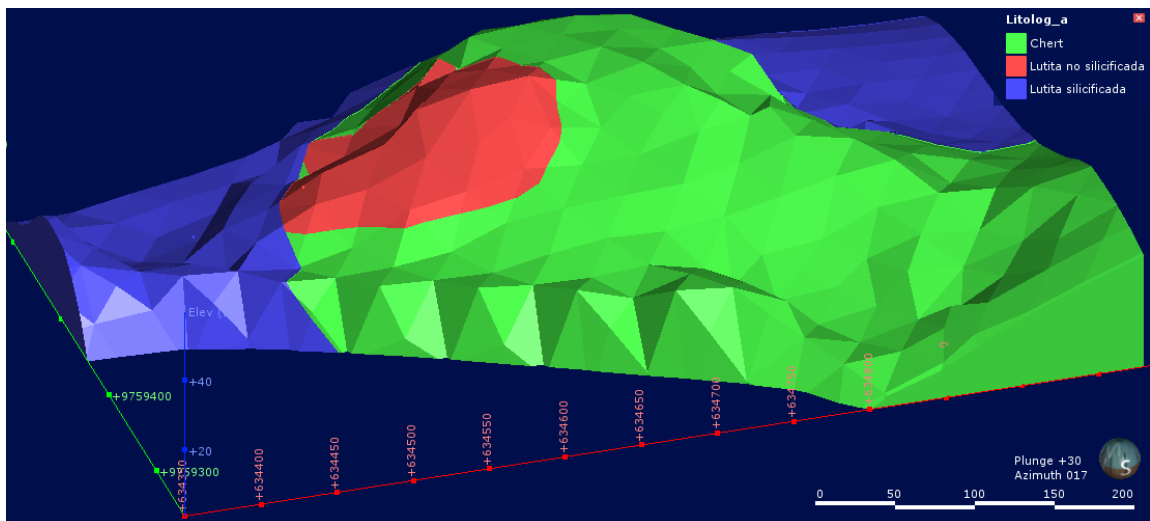


Figura 3.9 Modelo geológico de la zona de estudio vista isométrica [Autores, 2019]

3.6. Elección del método de explotación

El depósito es un afloramiento sobre un terreno horizontal donde se explotan materiales para la construcción. Según la metodología de López Jimeno, 1994, para áridos el método de explotación convencional es por canteras o graveras. La elección se sigue tomando como referencia la Figura 3.10.

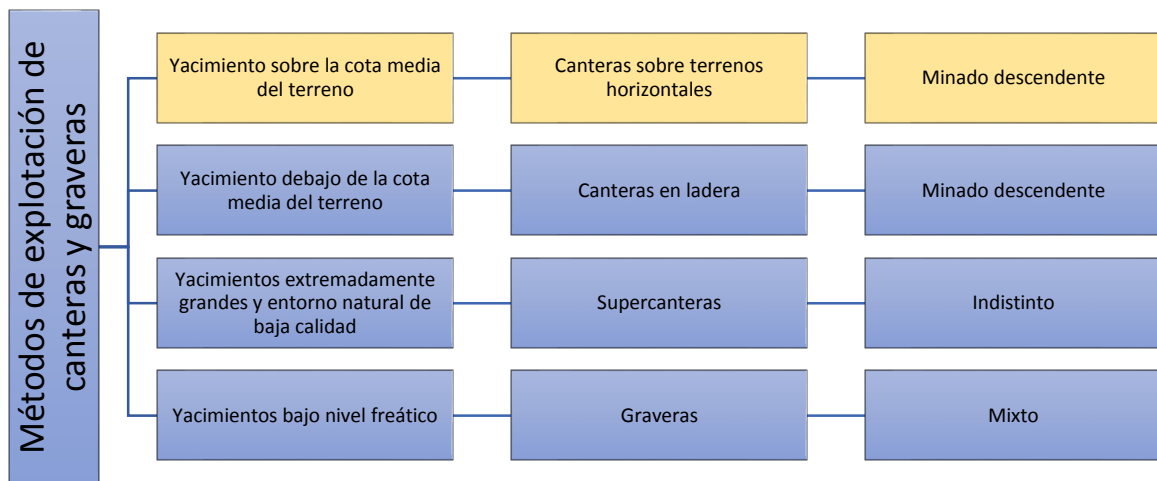


Figura 3.10 Métodos de explotación de canteras y graveras [Autores, 2019]

Según las condiciones topográficas y las características morfológicas del yacimiento el método de explotación elegido es el de tipo cantera por banqueo descendente.

3.7. Ritmo de explotación óptimo

3.7.1. Capacidad de producción máxima según legislación minera ecuatoriana

Según la ley de minería para explotaciones de materiales de la construcción, la capacidad de explotación de acuerdo al régimen de gran minería es desde 1001 toneladas métricas por día en minería a cielo abierto en roca dura (cantera).

3.7.2. Capacidad operativa de la planta

Los equipos de trituración tienen en conjunto la capacidad instalada de 200 m³/h. La capacidad operativa de las trituradoras es de 133 m³/h.

3.7.3. Días de trabajo

Las actividades dentro de la concesión se llevan a cabo desde el lunes hasta el sábado, desarrollando 1 turno de trabajo por día correspondiente a 8 horas en el horario de 8:00 a 17:00. Lo que se resume a 252 días al año, equivalente a 2016 horas.

$$\text{días de trabajo operativo} = \text{días totales de trabajo} - \text{días de mant. maq}$$

$$\text{días de trabajo operativo} = \frac{6\text{días}}{\text{semana}} (52 \text{ semanas}) - 480h \left(\frac{1\text{día}}{8h} \right)$$

$$\text{días de trabajo operativo} = 312\text{días} - 60\text{días}$$

$$\text{días de trabajo operativo} = 252 \text{ días}$$

$$\text{horas de trabajo} = \frac{8h}{\text{día}} (252 \text{ días})$$

$$\text{horas de trabajo} = 2016 h$$

3.7.4. Producción diaria

La producción diaria se determinó considerando los volúmenes de material extraído en la cantera Cerro Grande 1 durante el año 2019 (Apéndice B2).

$$\begin{aligned} \text{Producción diaria (m}^3\text{)} &= \frac{\text{Capacidad máxima de producción}}{\text{Densidad promedio de material suelto}} = \frac{5282 \text{ t/día}}{2.35 \text{ t/m}^3} \\ &= 2247.83 \cong 2248 \text{ m}^3/\text{día} = 281 \text{ m}^3/h \end{aligned}$$

3.7.5. Tiempo de vida útil de la cantera

Este parámetro se calculó de acuerdo a las reservas contenidas en el bloque de interés, el número de días de trabajo al año y la producción diaria.

$$\begin{aligned} \text{Vida útil de la cantera} &= \frac{\text{Reservas}}{\text{Producción diaria} \cdot \text{Días de trabajo}} \\ &= \frac{2512890 \text{ m}^3}{2248 \text{ m}^3/\text{día} \cdot 252 \text{ días/año}} = 4.44 \text{ años} \cong 4 \text{ años y 5 meses} \end{aligned}$$

3.8. Diseño de la geometría de explotación

La altura del banco se definió tomando en cuenta la altura de corte máximo de las excavadoras Volvo EC210BLC con brazo de 3.9m y EC240BLC con brazo de 2.5 m. Apéndice D1 y Apéndice D2 respectivamente.

Tabla 3.15 Altura de banco propuesta de acuerdo a la longitud de corte máximo de las excavadoras [Autores, 2019]

Excavadora	Volvo EC210B LC	Volvo EC240B LC
Altura de corte máxima (m)	9.62	9.62
Altura de banco propuesta (m)	9.1	9.1

Finalmente, la altura de los bancos es igual a 9 m, considerando un factor de corrección de 0.95 a la altura de corte máxima de la maquinaria (Tabla 3.15). Los demás parámetros fueron calculados con las ecuaciones descritas en el capítulo 2, apartado: Diseño de explotación minera. Los valores iniciales se presentan en la Tabla 3.16, y los resultados en Tabla 3.19 y Figura 3.11.

Tabla 3.16 Parámetros para el cálculo de diseño de explotación minera [Autores, 2019]

Parámetros de la roca	Unidad	Valor
RCS	MPa	70.89
Coefficiente de Protodyakonov	...	7.089
Parámetros de maquinaria	Unidad	Valor
Ancho de vehículo de mayor dimensión	m	3.85
Longitud de la excavadora	m	10.11
Diámetro del neumático mayor	m	0.57
Distancia entre los ejes del vehículo	m	5
Velocidad máxima del vehículo de carga	km/h	30
Coefficiente de fricción		0.28
Parámetros de vías	Unidad	Valor
Número de carriles	...	1
Radio de la curva	m	55
Parámetros de la cantera		
Cota de superficie	m.s.n.m.	45
Cota de reservas probadas	m.s.n.m.	4

Los parámetros de la roca se tomaron considerando que:

- La RCS es la media de los dos núcleos analizados según la Tabla 3.9.

Los parámetros de la maquinaria se tomaron considerando que:

- La excavadora de mayor ancho y longitud es la Volvo EC240B LC (Apéndice D2).
- El diámetro del neumático mayor y distancia entre los ejes corresponden al volquete DongFeng KINGRUN 20. (Apéndice D4).

Los parámetros de vías se tomaron considerando que:

- La velocidad máxima del vehículo de carga en vías de segundo orden se establece en 30 km/h y el coeficiente de fricción se estimó mediante la Tabla 3.17.

Tabla 3.17 Coeficiente de fricción para diferentes velocidades de diseño [López Jimeno et al., 1997]

Fricción	
Velocidad máxima de directriz (km/h)	Coeficiente de fricción
20	0.35
30	0.28
40	0.23
50	0.19
60	0.17
70	0.15
80	0.14

- El radio de curvatura se calculó en base a la velocidad máxima del vehículo de carga, según la Tabla 3.18.

Tabla 3.18 Radio de curva para diferentes velocidades de diseño [López Jimeno et al., 1997]

Necesidad de curvas de transición	
Velocidad máxima de directriz (km/h)	Radio (m)
20	24
30	55
40	95
50	150
60	210

70	290
80	380

Tabla 3.19 Parámetros calculados del diseño de explotación minera de la concesión Cerro Grande 1 [Autores, 2019]

Parámetros geométricos de diseño	Unidad	Valor calculado	Valor estimado
Ángulo de talud en banco	grados	81.97	80
Ángulo de talud estable	grados	61.48	61
Ancho de berma de protección	m	0.50	0.5
Altura de berma de protección	m	0.29	0.3
Ancho de vía	m	7.70	7.7
Radios y sobrecanchos en las curvas	m	0.36	0.4
Peralte	grados	0.15	0.15
Radio de giro de la excavadora	m	5.85	5.9
Ancho de plataforma de trabajo	m	14.05	14.1
Profundidad de la cantera	m	41.0	41
Número de bancos	...	4.49	5

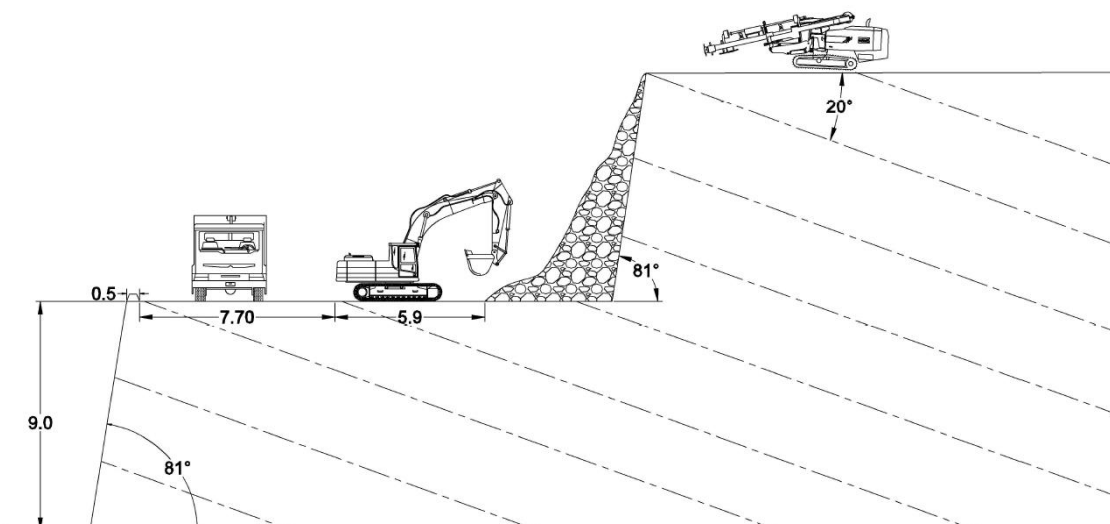


Figura 3.11 Representación gráfica de los parámetros geométricos de la cantera [Autores, 2019]

3.9. Secuencia de explotación

Se inician directamente las labores con la perforación y voladura en la cota 45, con un posterior banqueo hasta alcanzar la cota mínima de 4 m.s.n.m., considerando

que existirán 4 bancos de 9m. y un solo banco de 5m. (Figura 3.12). Se calculan los volúmenes de material a explotar mediante el software minero Recmin (Tabla 3.20).

Tabla 3.20 Volúmenes por banco calculados con el software minero Recmin
[Autores, 2019]

No. Banco	Nivel (Cota)	Volumen (m ³)
1	45	150201
2	36	352188
3	27	569079
4	18	589167
5	9	852255
Total		2512890

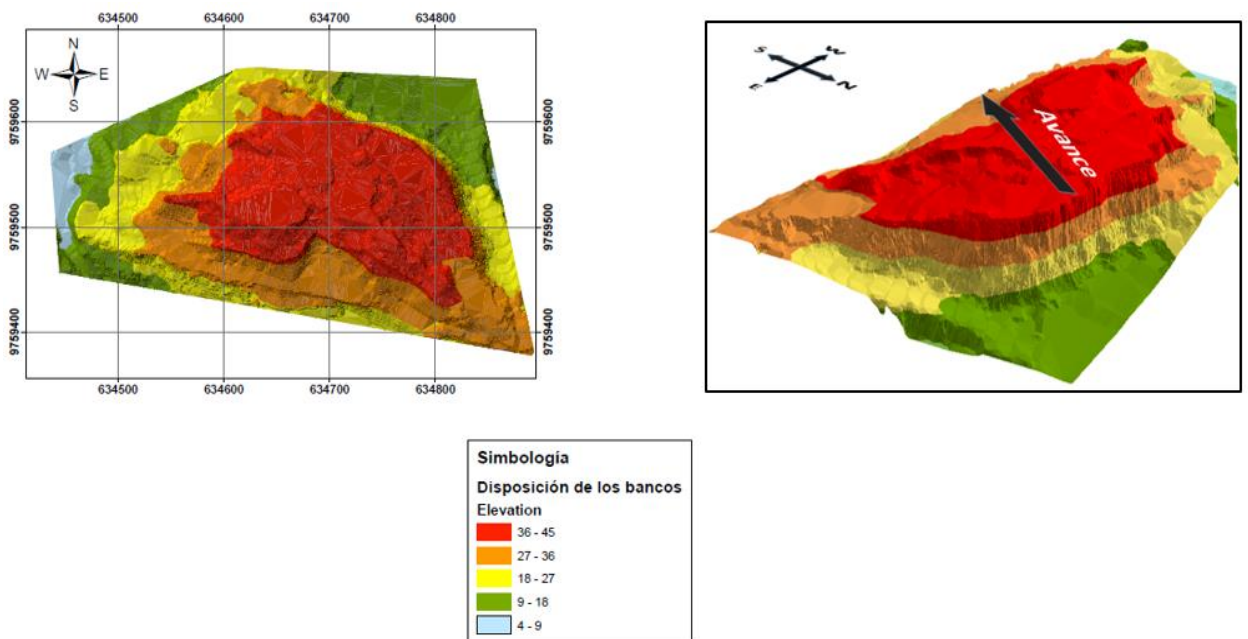


Figura 3.12 Secuencia de explotación [Autores, 2019]

La explotación se dará en contra del buzamiento de los estratos, es decir de noreste a suroeste de manera que se asegure la estabilidad de los bancos operativos (Figura 3.12).

3.10. Estabilidad de taludes

3.10.1. Análisis cinemático de las discontinuidades-tipo de rotura

El tipo de rotura de la roca se determinó mediante la comparación de las familias de discontinuidades en la red estereográfica en las estaciones geomecánicas correspondientes.

3.10.1.1. Análisis para tipo de rotura planar y por vuelco

Para analizar la situación de los bancos, se utilizó la red estereográfica realizada para las estaciones geomecánicas, implementando el criterio de ambos tipos de rotura más el ángulo de fricción interna de las discontinuidades.

Para el caso de análisis de los bancos 5 y 4, se presenta la siguiente red estereográfica de la estación geomecánica 2 (Figura 3.13).

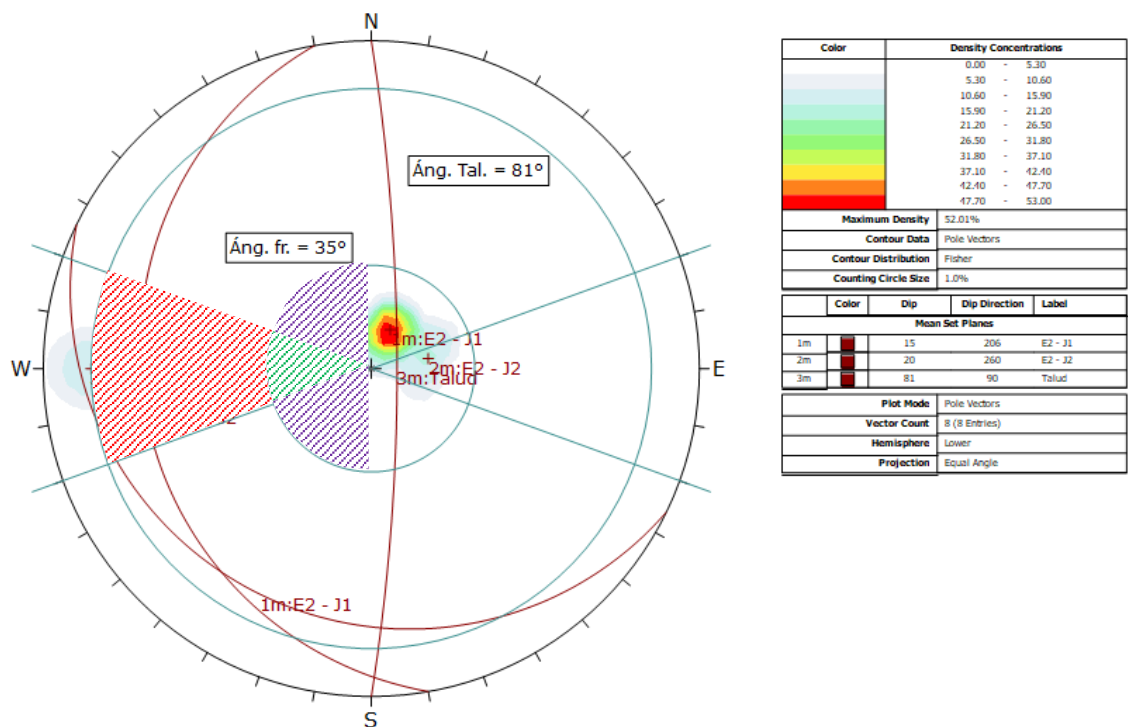


Figura 3.13 Análisis de tipo de rotura para los bancos 5 y 4 [Autores, 2019]

Con respecto al análisis de los bancos 3 y 2, se expone la siguiente red estereográfica de la estación geomecánica 3 (Figura 3.14).

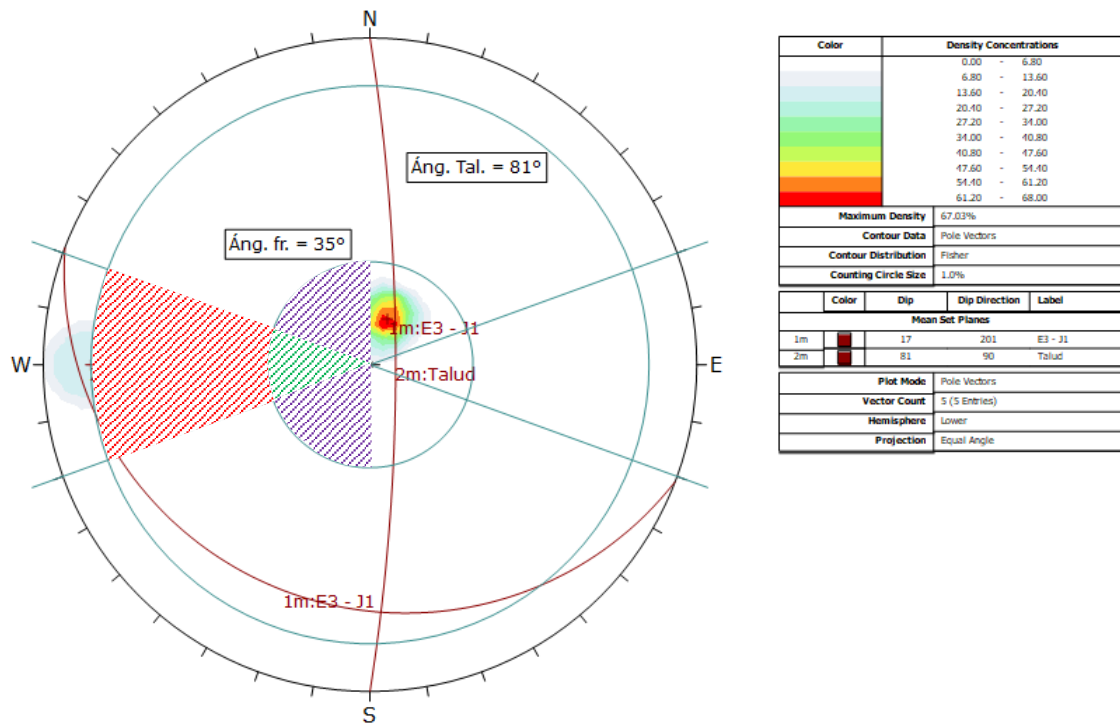


Figura 3.14 Análisis de tipo de rotura para los bancos 3 y 2 [Autores, 2019]

Y, por último, para analizar el banco 1, se presenta la red estereográfica de la estación geomecánica 4 (Figura 3.15).

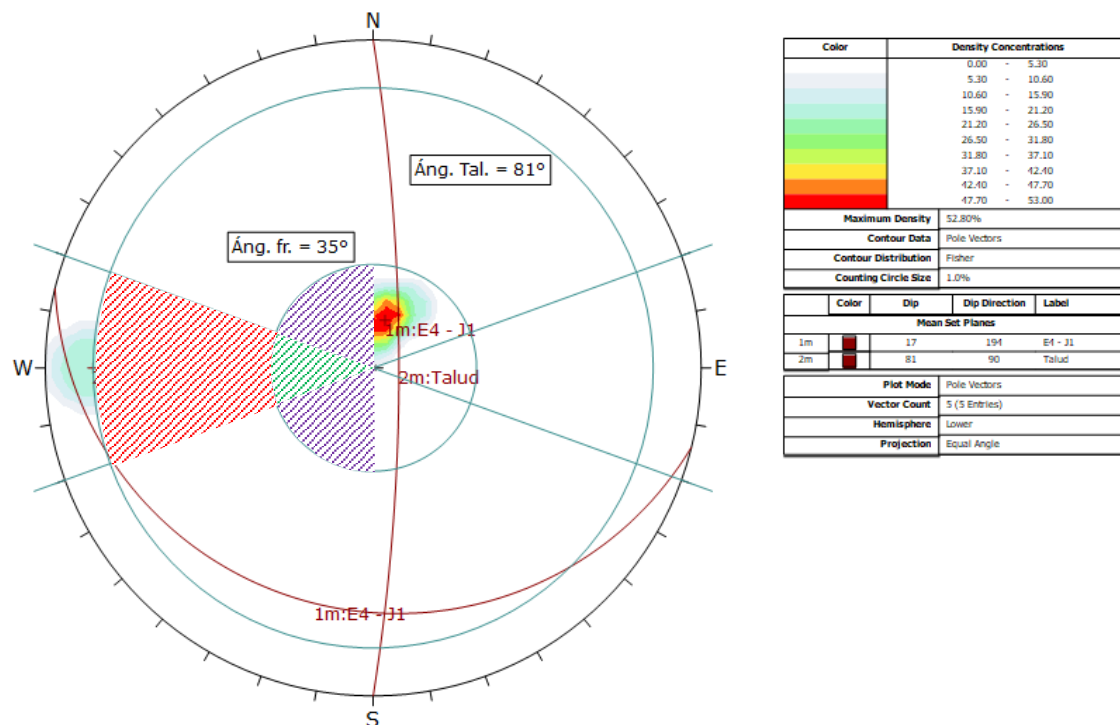


Figura 3.15 Análisis de tipo de rotura para el banco 1 [Autores, 2019]

Para todos los bancos analizados, no existe rotura planar ya que los polos del plano representativo de las discontinuidades no se encuentran en la zona roja. Además, se descartó la rotura por vuelco, debido a que la intersección de los dos planos (talud y discontinuidad) no se encuentra en la zona roja y verde para el caso de volteo directo, ni en la zona morada para el caso de volteo oblicuo.

Por lo tanto, no se consideró el análisis de estabilidad de taludes temporales, ya que éstos son estables, debido a que no presentan algún tipo de las roturas antes mencionadas.

3.11. Perforación y voladura

3.11.1. Volúmenes y litologías de explotación por banco

La litología se comparó con el modelo geológico generado en el apartado 3.4.2., la densidad y la resistencia a la comprensión simple son valores medios obtenidos de los ensayos descritos en el apartado 3.3.2. y 3.3.3. El tonelaje se obtuvo multiplicando el volumen por la densidad media, el número de voladuras se estimó dividiendo el mismo por la productividad semanal y un adicional de tres días de producción en stock (20232 m³/semana). Los resultados se muestran en la Tabla 3.21.

Tabla 3.21 Volúmenes a explotar por banco [Autores, 2019]

Nivel (Cota)	Banco	Volumen (m ³)	Litología	RCS (MPa)	Densidad media (g/cm ³)	Tonelaje (t)	Número de voladuras
45	5	150201	LNS-C	50	2.315	347715.315	7
36	4	352188	LNS-C	50	2.315	815315.22	17
27	3	569079	LNS-C	50	2.315	1317417.89	28
18	2	589167	LS	70.9	2.43	1431675.81	29
9	1	852255	LS	70.9	2.43	2070979.65	126
Total		2512890				5983103.88	124

De acuerdo al nivel (cota), se numeró a los bancos de manera descendente para su mejor representación.

Para los bancos 5, 4, 3 y 2 se planificó una voladura semanal, mientras que para el banco 1, tres voladuras semanales.

3.11.2. Selección de explosivos, agentes de voladura y accesorios

Se seleccionó los explosivos y los accesorios en función de los parámetros geológicos e hidrológicos de la zona de estudio y de la disponibilidad de los mismos en el mercado local. Los resultados se muestran en la Tabla 3.22 y la Tabla 3.23.

Tabla 3.22 Selección de explosivos en función de la disposición de la carga
[Autores, 2019]

Carga	Explosivo/agente elegido	Nombre comercial/Especificaciones técnicas
Carga de fondo	Pentolita	68x85mm (dpl)
Carga de columna	ANFO –Emulsión	25 kg
Retacado	Detritos de perforación	-

Tabla 3.23 Selección de accesorios de voladura. [Autores, 2019]

Accesorio	Nombre comercial/Especificaciones técnicas
Fulminante simple	No. 8
Mecha lenta	Mecha de seguridad
Detonador no eléctrico	Fanel dual 12 m.
Retardadores para cordón detonante	Conector unidireccional de superficie de 6 m.

Utilizando las ecuaciones descritas en el capítulo 2, apartado de perforación y voladura, se calcularon las respectivas mallas para los 5 niveles diferentes representados por la cota superior, tomando en cuenta el volumen a explotar por banco y el número de voladuras (Tabla 3.21).

3.11.3. Cálculos perforación y voladura de los bancos 5, 4 y 3

3.11.3.1. Elección del diámetro de perforación

El diámetro de perforación se eligió considerando la litología que atraviesan los tres distintos niveles, donde predomina el chert, dicha roca es de alta abrasividad lo que significa que la perforación generará costos elevados y menores

rendimientos si se manejan diámetros pequeños (<90mm). Bajo este contexto el diámetro elegido para los bancos 5, 4 y 3 es de 4 pulgadas. Los parámetros iniciales de diseño se muestran Tabla 3.24.

Tabla 3.24 Parámetros generales de perforación y voladura para los bancos 5, 4 y 3 [Autores, 2019]

Parámetros generales	Unidad	Valor
Altura de Banco	m	9.0
Resistencia a la compresión	MPa	50
Densidad de la roca	ton/m ³	2.315
Diámetro del barreno	pulg	4
Diámetro del barreno	mm	101.6
Ángulo de inclinación de los barrenos	Grados	0
Parámetros de los explosivos	Unidad	Valor
Densidad de carga de columna	kg/l	0.8
Coefficiente de llenado	-	0.9

3.11.3.2. Cálculos de perforación y voladura

Tabla 3.25 Cálculo de perforación para los bancos 5, 4 y 3 [Autores, 2019]

Variables de diseño	Unidad	Valor calculado	Valor real
Burden	m	3.8	4.0
Espaciamiento	m	4.8	5.0
Retacado	m	3.5	3.5
Sobreperforación	m	1.1	1.1
Altura total de perforación	m	10.1	10.1
Perforación específica	mlp/m ³	0.062	
Metros lineales de perforación	mlp	1251.8	1251.8
Número de huecos	-	123.7	121
Número de filas	-	11	
Número de columnas	-	11	

Tabla 3.26 Cálculo de voladura para los bancos 5, 4 y 3 [Autores, 2019]

Distribución de cargas	Unidad	Valor
Longitud de carga de columna	m	8.1
Longitud de retacado	m	2.0
Concentración de carga de columna	kg/m	5.8
Consumo específico	kg/m ³	0.3

Cálculo de explosivos y accesorios por voladura	Unidades	Valor
Consumo de ANFO normal por voladura	kg	5225
Sacos de ANFO normal por voladura	sacos de 25kg	209
Pentolita 450 gr de 68x85 mm	u	123
Fanel dual 12m	u	123
Fulminante No. 8	u	123
Cordón detonante 5g	m	1210
Mecha lenta	m	4
Conector unidireccional de superficie-6m	u	10
Control de vibraciones	Unidades	Valor
Distancia al punto de interés	m	850.0
Velocidad máxima de las partículas	mm/s	52.7
Nivel de riesgo	-	0.21
Predicción de la fragmentación	Unidades	Valor
Factor de roca	-	10.0
Volumen de roca removida por una perforación	m ³	202.0
Carga de explosivo por taladro	kg	47.2
Potencia relativa al ANFO en peso	-	100.0
Tamaño medio de la roca fragmentada	cm	3.6

3.11.3.3. Esquema de perforación y distribución de cargas

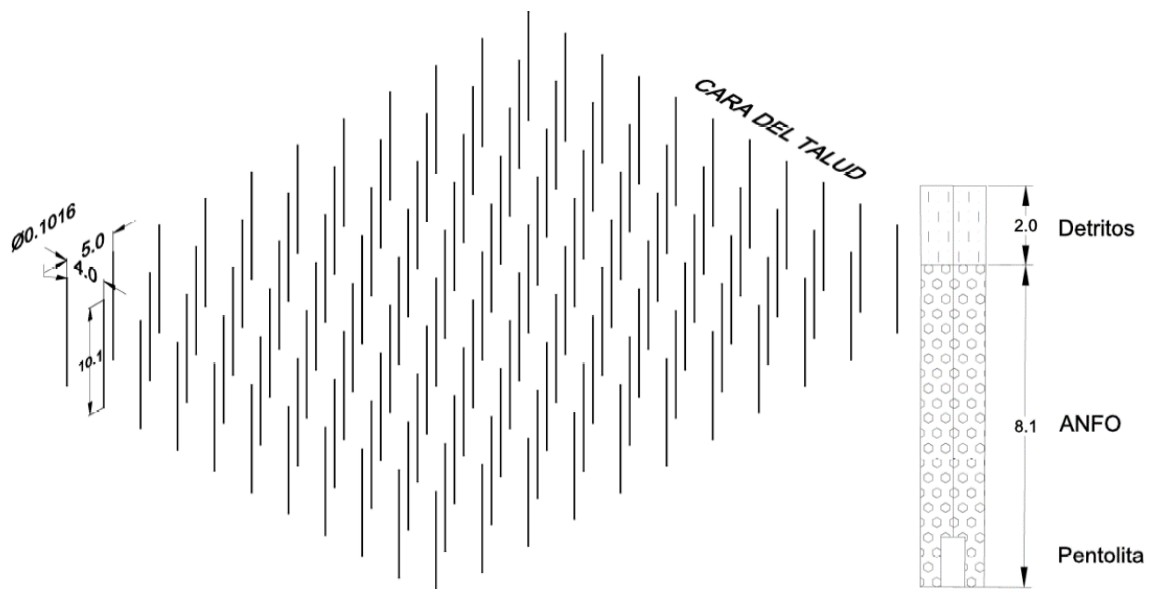


Figura 3.16 Distribución de barrenos y cargas bancos 5, 4 y 3 [Autores, 2019]

3.11.3.4. Secuencia de voladura



Figura 3.17 Secuencia de voladura para los bancos 5, 4 y 3 [Autores, 2019]

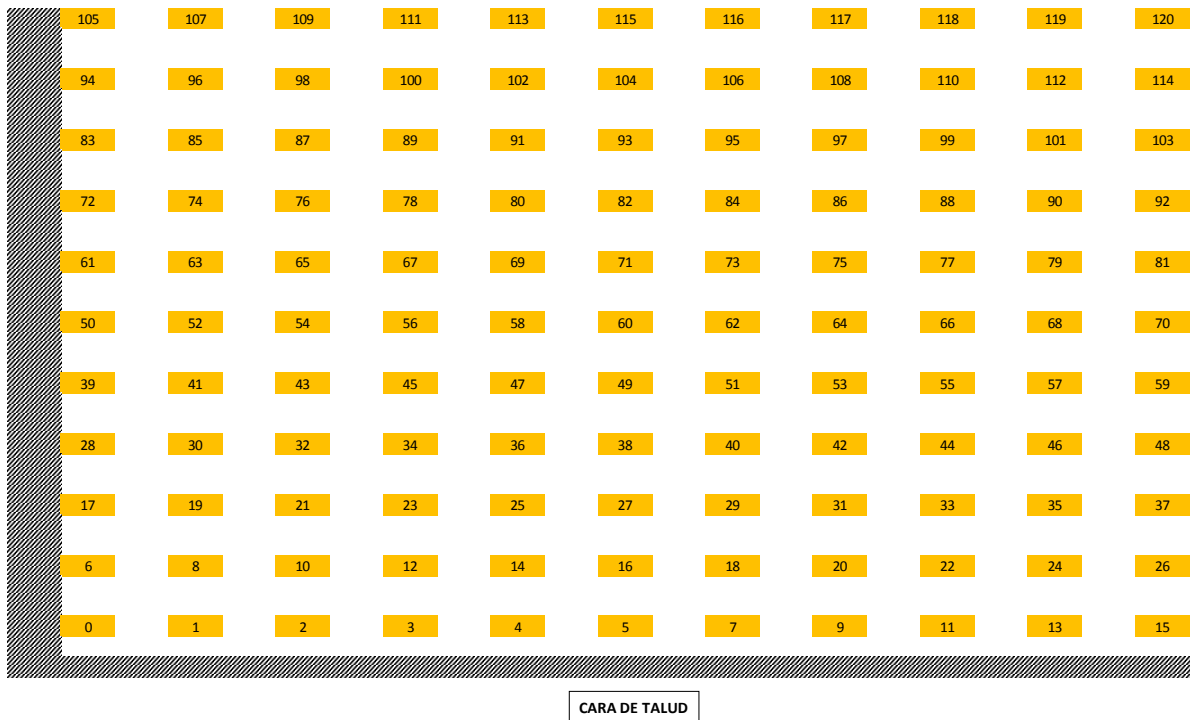


Figura 3.18 Secuencia de voladura para los bancos 5, 4 y 3 [Autores, 2019]

Se calculó una malla de perforación basándose en la metodología de López Jimeno, donde se estableció un burden de 4m y un espaciamento de 5m, con una perforación específica de 0.062 mlp/m³ (Tabla 3.25). En cuanto a la disposición de los explosivos se determinó que la carga de columna de ANFO es de 8.1m, considerando un coeficiente de llenado del 90% se logra un consumo específico de 0.3 kg/m³, que se considera correcto para las condiciones analizadas (Tabla 3.26).

La secuencia de voladura es cuadrada en línea hueco a hueco, con 135ms entre 11 filas y 25ms entre 11 columnas dando un total de 121 huecos (Figuras 3.16 y 3.17). La cantidad de explosivos y accesorios de voladura se resume en la Tabla 3.26. En cuanto a las vibraciones el nivel de riesgo calculado es bajo lo que garantiza que no existirá afectación a las zonas urbanas cercanas. Finalmente se predice un D50 producto de la voladura de 3.6cm (Tabla 3.26).

3.11.4. Cálculos de perforación y voladura para el banco 2

3.11.4.1. Elección del diámetro de perforación

Para bancos de 8 a 10m, con producciones medias y con resistencia de la roca menor a 120MPa se recomiendan diámetros de 65mm-90mm, para el banco 2 se elige un diámetro de 3.5 pulgadas equivalente a 88.9mm (Tabla 3.27).

Tabla 3.27 Parámetros generales de perforación y voladura cota 18 [Autores, 2019]

Parámetros generales	Unidad	Valor
Altura de Banco	m	9.0
Resistencia a la compresión	MPa	70.9
Densidad de la roca	t/m ³	2.43
Diámetro del barreno	pulg	3.5
Diámetro del barreno	mm	88.9
Ángulo de inclinación de los barrenos	grados	0
Parámetros de los explosivos	Unidad	Valor
Densidad de carga de columna	kg/l	0.8
Coeficiente de llenado	-	0.9

3.11.4.2. Cálculos de perforación y voladura

Tabla 3.28 Cálculos de perforación del banco 2 [Autores, 2019]

Variables de diseño	Unidad	Valor calculado	Valor real
Burden	m	3.3	3.0
Espaciamiento	m	4.2	4.0
Retacado	m	3.0	3.0
Sobreperforación	m	1.0	1.0
Altura total de perforación	m	10.0	10.0
Perforación específica	mlp/m ³	0.080	
Metros lineales de perforación	mlp	1616.4	1616.4
Número de huecos	-	162.0	156
Número de filas	-	13	
Número de columnas	-	12	

Tabla 3.29 Cálculos de voladura del banco 2 [Autores, 2019]

Distribución de cargas	Unidad	Valor
Longitud de carga de columna	m	8.2
Longitud de retacado	m	1.8
Concentración de carga de columna	kg/m	4.5
Consumo específico	kg/m ³	0.4
Cálculo de explosivos y accesorios por voladura	Unidades	Valor
Consumo de ANFO normal por voladura	kg	5145
Sacos de ANFO normal por voladura	sacos de 25kg	206
Pentolita 450 gr de 68x85 mm	u	156
Fanel dual 12m	u	156
Fulminante No. 8	u	156
Cordón detonante 5g	m	1872
Mecha lenta	m	4
Conector unidireccional de superficie-6m	u	12
Control de vibraciones	Unidades	Valor
Distancia al punto de interés	m	850.0
Velocidad máxima de las partículas	mm/s	51.9
Nivel de riesgo	-	0.21
Predicción de la fragmentación	Unidades	Valor
Factor de roca	-	10.0
Volumen de roca removida por una perforación	m ³	119.7
Carga de explosivo por taladro	kg	36.6

Potencia relativa al ANFO en peso	-	100.0
Tamaño medio de la roca fragmentada	cm	2.8

3.11.4.3. Esquema de perforación y distribución de cargas

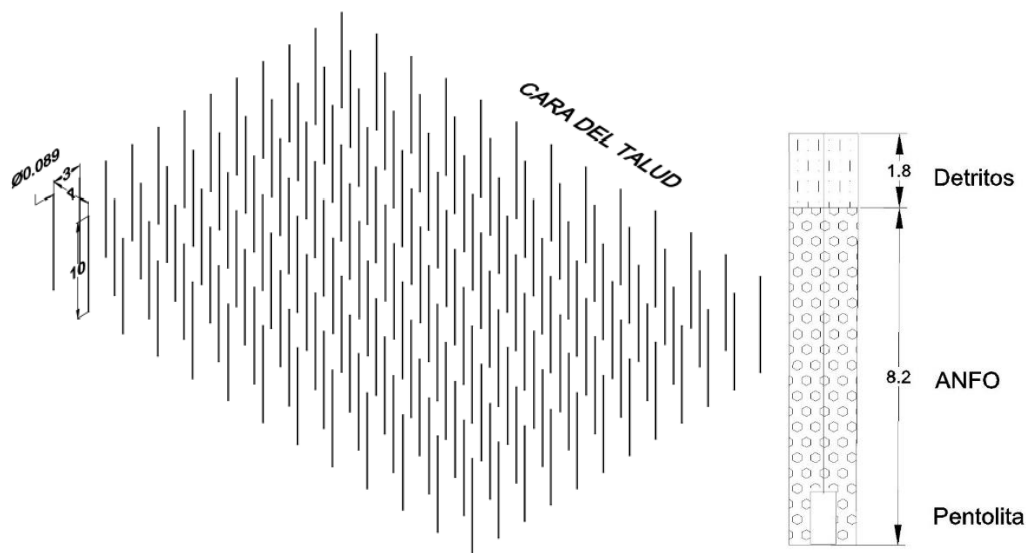


Figura 3.19 Distribución de barrenos y cargas banco 2 [Autores, 2019]

3.11.4.4. Secuencia de voladura

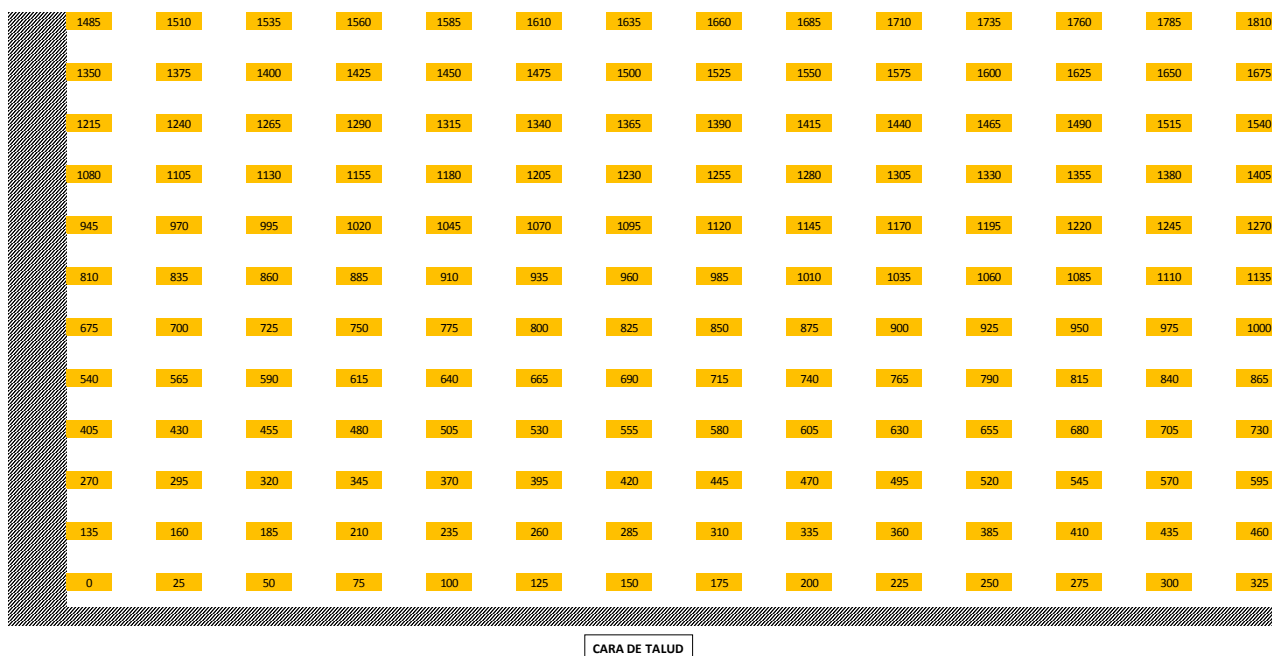
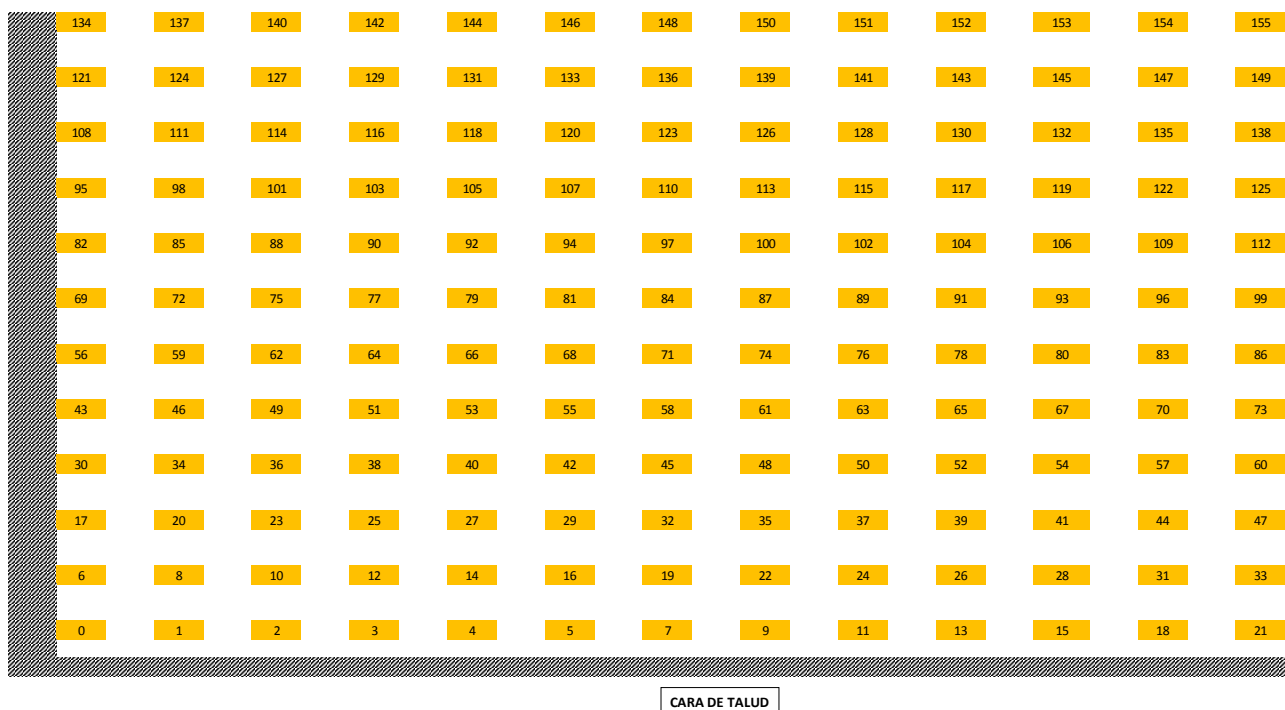


Figura 3.20 Secuencia de voladura para el banco 2 [Autores, 2019]



CARA DE TALUD

Figura 3.21 Secuencia de voladura para el banco 2 [Autores, 2019]

En base a la metodología de López Jimeno se determinó un burden y espaciamiento de 3m y 4m respectivamente. La perforación específica calculada fue de 0,08 mlp/m³ (Tabla 3.28). El consumo específico de ANFO calculado fue de 0.4kg/m³ con una longitud de carga de columna de 8.2m. (Tabla 3.29).

La secuencia de voladura es cuadrada en línea hueco a hueco, con 135ms entre filas y 25ms entre columnas (Figuras 3.20 y 3.21). El número de huecos calculado fue de 156. En cuanto a las vibraciones el nivel de riesgo calculado es bajo, lo que garantiza que no existirá afectación a las zonas urbanas cercanas. Finalmente se predice un D50 producto de la voladura de 2.8cm (Tabla 3.29).

3.11.5. Cálculos de perforación y voladura banco 1

3.11.5.1. Elección del diámetro de perforación

Para bancos de 8 a 10m, con producciones medias y con resistencia de la roca menor a 120MPa se recomiendan diámetros de 65mm-90mm, para el banco de la cota 9 se elige un diámetro de 3 pulgadas equivalente a 76.2mm (Tabla 3.30).

Tabla 3.30 Parámetros generales de perforación y voladura banco 1 [Autores, 2019]

Parámetros generales	Unidad	Valor
Altura de Banco	m	5.0
Resistencia a la compresión	MPa	70.9
Densidad de la roca	t/m ³	2.43
Diámetro del barreno	pulg	3
Diámetro del barreno	mm	76.2
Ángulo de inclinación de los barrenos	grados	0
Parámetros de los explosivos	Unidad	Valor
Densidad de carga de columna	kg/l	0.8
Coeficiente de llenado	-	0.9

3.11.5.2. Cálculos de perforación y voladura

Tabla 3.31 Cálculos de perforación del banco 1 [Autores, 2019]

Variables de diseño	Unidad	Valor calculado	Valor real
Burden	m	2.8	2.0
Espaciamiento	m	3.6	3.0
Retacado	m	2.6	2.6
Sobreperforación	m	0.8	0.8
Altura total de perforación	m	5.8	5.8
Perforación específica	mlp/m ³	0.11	
Metros lineales de perforación	mlp	2293.3	
Número de huecos	-	392.8	132.0
Número de filas	-	12.0	
Número de columnas	-	11.0	

Tabla 3.32 Cálculos de voladura del banco 1 [Autores, 2019]

Distribución de cargas	Unidad	Valor
Longitud de carga de columna	m	4.31
Longitud de retacado	m	1.52
Concentración de carga de columna	kg/m	3.28
Consumo específico	kg/m ³	0.547
Cálculo de explosivos y accesorios por voladura	Unidades	Valor
Consumo de ANFO normal por voladura	kg	1683
Sacos de ANFO normal por voladura	sacos de 25kg	67
Pentolita 450 gr de 68x85 mm	u	132

Fanel dual 12m	u	132
Fulminante No. 8	u	132
Cordón detonante 5g	m	1452
Mecha lenta	m	4
Conector unidireccional de superficie-6m	u	11
Control de vibraciones	Unidades	Valor
Distancia al punto de interés	m	850.0
Velocidad máxima de las partículas	mm/s	17.0
Nivel de riesgo	-	0.07
Predicción de la fragmentación	Unidades	Valor
Factor de roca	-	10.0
Volumen de roca removida por una perforación	m ³	34.8
Carga de explosivo por taladro	kg	14.2
Potencia relativa al ANFO en peso	-	100.0
Tamaño medio de la roca fragmentada	cm	1.9

3.11.5.3. Esquema de perforación y distribución de cargas

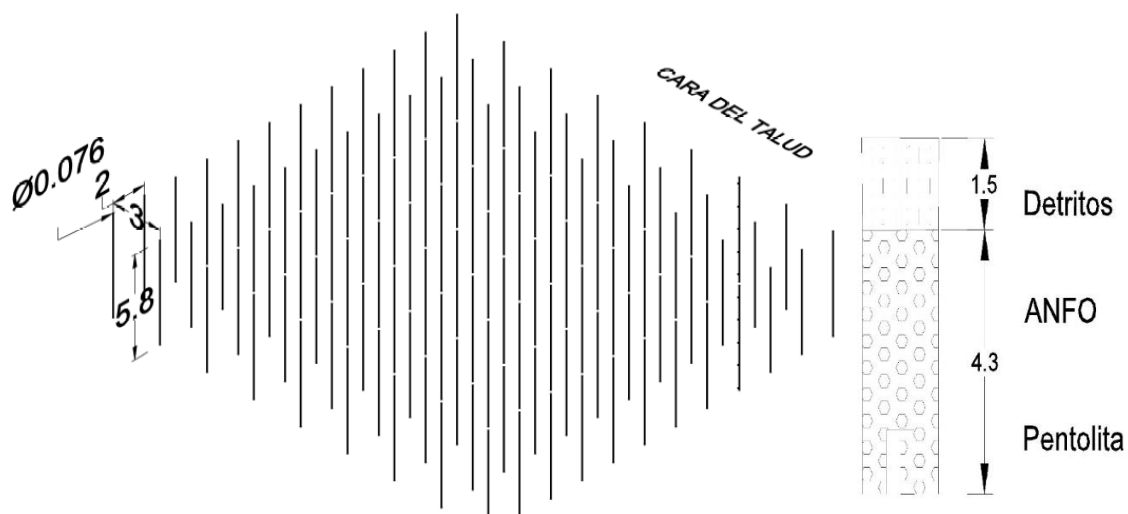
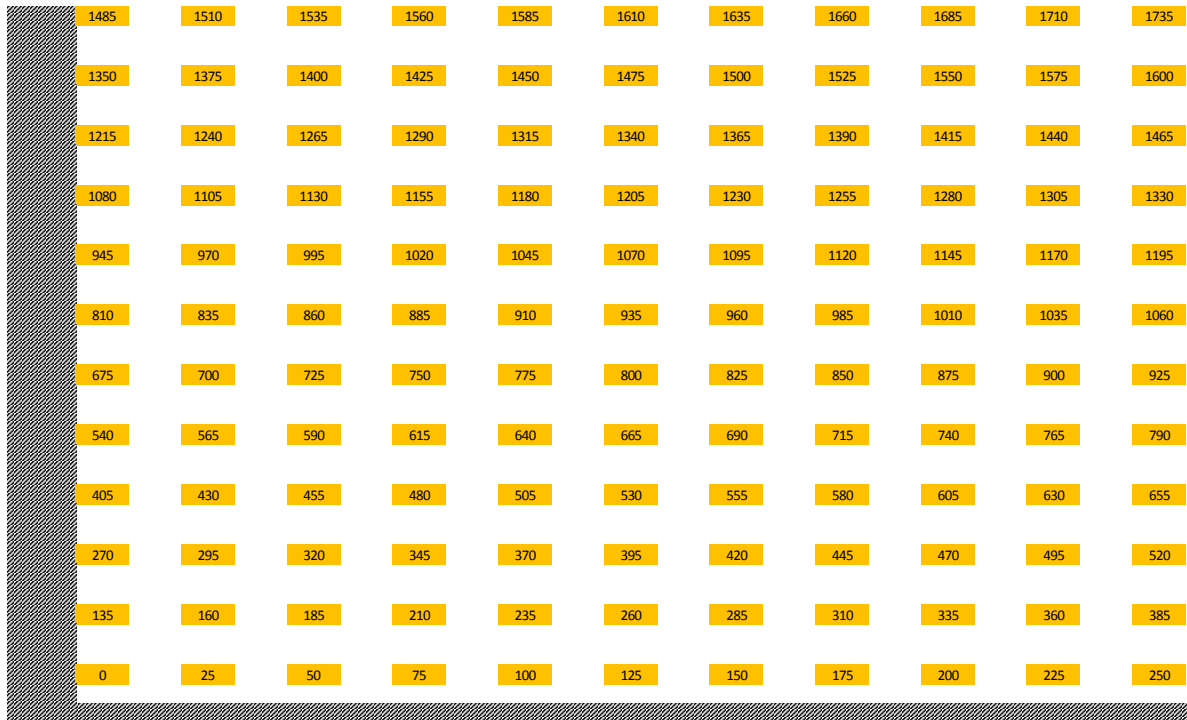


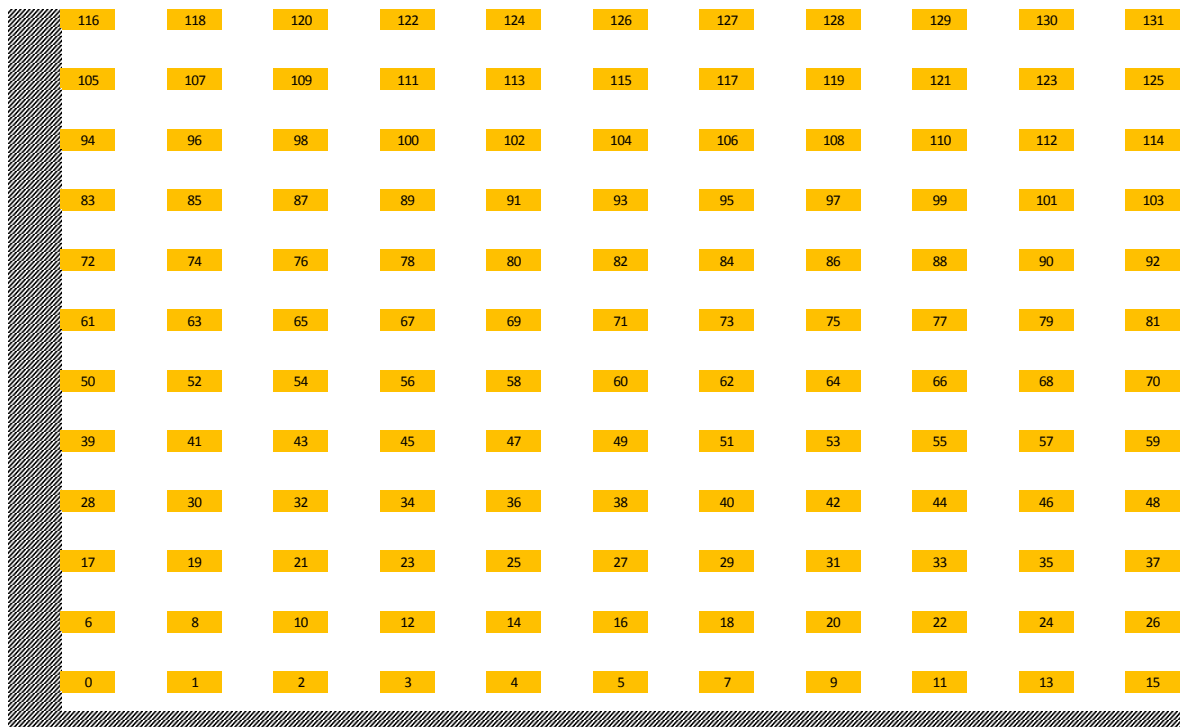
Figura 3.22 Distribución de barrenos del banco 1 [Autores, 2019]

3.11.5.4. Secuencia de voladura



CARA DE TALUD

Figura 3.23 Secuencia de voladura del banco 1 [Autores, 2019]



CARA DE TALUD

Figura 3.24 Secuencia de voladura del banco 1 [Autores, 2019]

Se calculó un burden de 2m y un espaciamiento de 3m, con una perforación específica de 0,11 mlp/m³ (Tabla 3.31) y un consumo de ANFO de 4kg/m³ con una longitud de carga de columna de 4.31m (Tabla 3.32). Los retardos entre filas y columnas son iguales a los de las mallas propuestas para los bancos 5,4,3 y 2, con un total de 132 huecos (Figuras 3.22 y 3.23). Finalmente, el riesgo calculado fue bajo y el D50 de la voladura igual a 1.9cm (Tabla 3.32).

3.12. Carga y transporte

En la Tabla 3.33, se presentan los parámetros para el cálculo de las operaciones de carga y transporte desde el frente de explotación hasta la planta de procesamiento.

Tabla 3.33 Parámetros preliminares para el diseño de las operaciones de carga y transporte [Autores, 2019]

Parámetros	Valor	Unidad
Factor de conversión volumétrica	0.67	-
Coefficiente de esponjamiento	1.50	-
Densidad en banco	3.51	t/m ³
Densidad suelto	2.35	t/m ³
Distancia transporte (cargado)	1.042	km
Distancia transporte (vacío)	1.042	km
Velocidad media lleno	20	km/h
Velocidad media vacío	30	km/h
Productividad anual	1331164.55	t
Productividad diaria	2248	m ³ /día
Número de Horas en el día	8	h
Turnos por día	1	-
Horas de trabajo	8	h

3.12.1. Coeficientes utilizados

3.12.1.1. *Coefficiente de reserva que depende de las fluctuaciones de velocidad y otros imprevistos (Kf)*

Si se considerara un trayecto recto y sin pendientes, la distancia desde el frente de explotación hacia la planta es de 1.042 km., y la velocidad máxima permitida

es de 20 km/h, el tiempo que tarda el volquete en llegar al punto de descarga sería de 3.13 min.

Sin embargo, debido a la topografía de la zona, el volquete debe superar las pendientes del 10%; además de, curvas notables que disminuyen su velocidad. Por lo tanto, se consideró un equivalente al 40% de tiempo adicional. Y así, se obtuvo un $Kf = 1.4$.

3.12.1.2. **Coefficiente de utilización del equipo de transporte (Ku)**

Las operaciones se efectúan 8 horas al día, no obstante, se consideró el tiempo en el que el volquete está disponible, pero no es utilizado dentro de las horas de turno. En la Tabla 3.34 se presentan los tiempos estimados correspondientes a las actividades realizadas durante la operación.

Tabla 3.34 Tiempo estimado para el cálculo del Ku [Autores, 2019]

Actividad	Tiempo estimado (min)
Cambio de turno	5
Revisión mecánica del volquete	20
Necesidades biológicas	15
Almuerzo	30
Interacción social	10
Limpieza de volquete	10
TOTAL	90

Entonces, de los 480 min trabajados a diario, 90 min corresponden al tiempo del equipo sin uso, dando así $Ku = 0.81$.

3.12.1.3. **Coefficiente de tiempos improductivos no tecnológicos (Kn)**

Los tiempos improductivos son (Tabla 3.35):

Tabla 3.35 Tiempo estimado para el cálculo del Kn [Autores, 2019]

Actividad	Tiempo estimado (min)
Combustible	15
Imprevistos	30
TOTAL	45

Por lo tanto, $Kn = 0.88$.

3.12.1.4. Coeficiente de reserva que considera los imprevistos que puede presentar la excavadora (K_{rn})

Para este factor, se consideró un tiempo de 15 min de limpieza del acceso y 15 min, en el caso de que exista falta de material, dando un total de 30 min. Por lo tanto, al tiempo de utilización se le sustrajo 120 min, equivaliendo así, a un $K_{rn} = 0.76$.

3.12.1.5. Coeficiente que considera la disponibilidad técnica del parque de máquinas (K_{up})

Según los reportes de mantenimiento de los equipos, se les da mantenimiento preventivo y correctivo 5 veces por mes, lo cual corresponde a 480 horas al año que no se encuentran disponibles para la operación. Entonces, los equipos operan 252 días del año, lo que equivale a 2016 horas. Por lo tanto, el $K_{up} = 1.09$. Los resultados obtenidos de los coeficientes se presentan en la Tabla 3.36.

Tabla 3.36 Resultados de coeficientes para cálculos de carga y transporte
[Autores, 2019]

Coeficientes	Valor
Coeficiente de reserva (K_f)	1.40
Coeficiente de utilización (K_u)	0.81
Coeficiente de tiempos improductivos no tecnológicos (K_n)	0.88
Coeficiente de reserva excavadora (K_{rn})	0.76
Coeficiente disponibilidad técnica parque de máquinas (K_{up})	1.09

3.12.2. Análisis preliminar

Antes de efectuar el cálculo, se tuvo que conocer la capacidad de la caja del volquete Chevrolet de 14 m^3 de capacidad, por lo que se debe calcular la carga volumétrica.

$$\text{Carga nominal colmado} = 14 \text{ m}^3 \times \left(2.35 \frac{\text{t}}{\text{m}^3}\right) = 32.90 \text{ t}$$

$$\text{Carga nominal al ras} = 11.67 \text{ m}^3 \times \left(2.35 \frac{\text{t}}{\text{m}^3}\right) = 27.42 \text{ t}$$

Entonces el número de cazos necesarios, considerando la carga nominal al ras, debido a la capacidad de carga del volquete, fueron 9.10.

Para el caso del volquete DongFeng de 13 m³ de capacidad, por lo que la carga volumétrica fue:

$$Carga\ nominal\ colmado = 13\ m^3 \times (2.35\ t/m^3) = 30.55\ t$$

$$Carga\ nominal\ al\ ras = 10.83\ m^3 \times (2.35\ t/m^3) = 25.46\ t$$

En la Tabla 3.37 y la Tabla 3.38, se presentan los factores para el cálculo de la productividad de los equipos de carga, esto es, la excavadora Volvo EC240B LC y la Volvo EC210B LC respectivamente.

Tabla 3.37 Parámetros de la excavadora Volvo EC240B LC [Autores, 2019]

Excavadora Volvo EC240B LC		
Parámetros	Valor	
	Actual	Optimizado
Capacidad del cazo (m ³)	1.40	1.98
Factor de eficiencia E	0.70	0.70
Factor de llenado del cazo F	0.85	0.85
Factor de corrección por altura de pila de material H	0.98	0.98
Factor de corrección por el ángulo de giro A	1.00	1.00
Factor de conversión volumétrica	0.67	0.67
Tiempo de ciclo (min)	0.45	0.45

Tabla 3.38 Parámetros de la excavadora Volvo EC210B LC [Autores, 2019]

Excavadora Volvo EC210B LC		
Parámetros	Valor	
	Actual	Optimizado
Capacidad del cazo (m ³)	1.03	1.45
Factor de eficiencia E	0.70	0.70
Factor de llenado del cazo F	0.85	0.85
Factor de corrección por altura de pila de material H	0.98	0.98
Factor de corrección por el ángulo de giro A	1.00	1.00
Factor de conversión volumétrica	0.67	0.67
Tiempo de ciclo (min)	0.45	0.45

3.12.3. Cálculo con condiciones actuales

La productividad horaria obtenida para los equipos de carga fue la siguiente (Tabla 3.39).

Tabla 3.39 Productividad horaria de los equipos de carga [Autores, 2019]

Excavadora Volvo EC240B LC	72.93 m ³ /h
Excavadora Volvo EC210B LC	53.65 m ³ /h

Con respecto a la etapa de transporte con el volquete Chevrolet, se obtuvieron los siguientes resultados (Tabla 3.40), considerando el tipo de excavadora a servir y un tiempo de maniobra de carga de 20 seg. y de maniobra de descarga de 30 seg.

Tabla 3.40 Resultados obtenidos para la carga y transporte en el volquete Chevrolet en condiciones actuales [Autores, 2019]

Volquete Chevrolet		
Parámetros	Valor	
	Volvo EC240B LC	Volvo EC210B LC
Tiempo de carga (seg)	264.71	359.79
Tiempo de viaje cargado (seg)	304.58	304.58
Tiempo de descarga (seg)	30.00	30.00
Tiempo de viaje vacío (seg)	203.06	203.06
Tiempo de ciclo (seg)	802.35	897.43
Tiempo de ciclo (min)	13.37	14.96
Productividad teórica (t/h)	123.01	109.98
Productividad técnica del camión (t/turno)	797.13	712.67
Productividad de explotación (t/turno)	701.48	627.15
No. camiones servidos por excavadora	2.30	1.90
Parque de transporte (camiones/turno)	8	9
No. de camiones del parque de transporte	9	10

Tabla 3.41 Resultados obtenidos para la carga y transporte en el volquete DongFeng en condiciones actuales [Autores, 2019]

Volquete DongFeng		
Parámetros	Valor	
	Volvo EC240B LC	Volvo EC210B LC
Tiempo de carga (seg)	245.80	334.09
Tiempo de viaje cargado (seg)	304.58	304.58

Tiempo de descarga (seg)	25.00	25.00
Tiempo de viaje vacío (seg)	203.06	203.06
Tiempo de ciclo (seg)	778.44	866.73
Tiempo de ciclo (min)	12.97	14.45
Productividad teórica (t/h)	117.74	105.74
Productividad técnica del camión (t/turno)	762.93	685.21
Productividad de explotación (t/turno)	671.38	602.98
No. camiones servidos por excavadora	2.41	1.97
Parque de transporte (camiones/turno)	8	9
No. de camiones del parque de transporte	9	10

Y haciendo referencia con el volquete DongFeng, se obtuvieron los resultados (Tabla 3.41), tomando en cuenta el tipo de excavadora a servir y los mismos tiempos mencionados para la variante anterior.

3.12.4. Cálculo optimizado

La productividad horaria optimizada para los equipos de carga fue la siguiente (Tabla 3.42).

Tabla 3.42 Productividad horaria optimizada de los equipos de carga [Autores, 2019]

Excavadora Volvo EC240B LC	103.14 m ³ /h
Excavadora Volvo EC210B LC	75.53 m ³ /h

Para optimizar tanto los tiempos de ciclo como las productividades de los volquetes, se optó por aumentar el volumen del cazo de las excavadoras (Tabla 3.37 y Tabla 3.38), y con tales parámetros se obtuvieron los resultados que están expuestos en la Tabla 3.43 y Tabla 3.44.

Tabla 3.43 Resultados obtenidos para la carga y transporte en el volquete Chevrolet optimizado [Autores, 2019]

Volquete Chevrolet		
Parámetros	Valor	
	Volvo EC240B LC	Volvo EC210B LC
Tiempo de carga (seg)	187.17	255.58
Tiempo de viaje cargado (seg)	304.58	304.58
Tiempo de descarga (seg)	30.00	30.00

Tiempo de viaje vacío (seg)	203.06	203.06
Tiempo de ciclo (seg)	724.81	793.22
Tiempo de ciclo (min)	12.08	13.22
Productividad teórica (t/h)	136.17	124.43
Productividad técnica del camión (t/turno)	882.41	806.31
Productividad de explotación (t/turno)	776.52	709.55
No. camiones servidos por excavadora	2.94	2.36
Parque de transporte (camiones/turno)	7	8
No. de camiones del parque de transporte	8	9

El ciclo de carga y transporte con el volquete Chevrolet y la excavadora Volvo EC240B LC, se optimizó en un 10%, y con la excavadora Volvo EC210B LC un valor del 12%.

Tabla 3.44 Resultados obtenidos para la carga y transporte en el volquete DongFeng optimizado [Autores, 2019]

Volquete DongFeng		
Parámetros	Valor	
	Volvo EC240B LC	Volvo EC210B LC
Tiempo de carga (seg)	173.80	237.32
Tiempo de viaje cargado (seg)	304.58	304.58
Tiempo de descarga (seg)	25.00	25.00
Tiempo de viaje vacío (seg)	203.06	203.06
Tiempo de ciclo (seg)	706.44	769.96
Tiempo de ciclo (min)	11.77	12.83
Productividad teórica (t/h)	129.74	119.03
Productividad técnica del camión (t/turno)	840.69	771.33
Productividad de explotación (t/turno)	739.80	678.77
No. camiones servidos por excavadora	3.09	2.47
Parque de transporte (camiones/turno)	8	8
No. de camiones del parque de transporte	9	9

El ciclo de carga y transporte con el volquete DongFeng y la excavadora Volvo EC240B LC, se optimizó en un 9%, y con la excavadora Volvo EC210B LC un valor del 11%. Además, a través de los resultados obtenidos, se dedujo que deben existir 16 volquetes de 14 m³ y 17 volquetes de 13 m³, adicionales a los que posee

la empresa (1 de 14 m³ y 1 de 13 m³), para suplir la productividad y que no permita que existan tiempos muertos durante el ciclo de carga y transporte.

3.13. Planificación Minera

A continuación, se presenta las personas que trabajan y operan actualmente en la empresa Sociedad en Predios Rústicos Cerro Grande S.A. (Tabla 3.45) y en Logimin S.A. (Tabla 3.46).

Tabla 3.45 Personal en Sociedad en Predios Rústicos Cerro Grande S.A. [Autores, 2019]

Personal	Cantidad
Directivo	0
Administrativa	2
Profesional	1
Operativo	2
Indirecto	0

Tabla 3.46 Personal en Sociedad en Logimin S.A. [Autores, 2019]

Personal	Cantidad
Directivo	0
Administrativa	0
Profesional	1
Operativo	10
Indirecto	0

3.13.1. Planificación a corto plazo

En la Tabla 3.47, se muestra la planificación a corto plazo (semanal) de las operaciones principales y auxiliares que serán llevadas a cabo.

Tabla 3.47 Planificación semanal de las operaciones mineras [Autores, 2019]

Planificación Semanal								
No.	Actividad	Lunes	Martes	Miércoles	Jueves	Viernes	Sábado	Domingo
1	Perforación							NA
2	Carga de barrenos, conexiones y comprobaciones							
3	Voladura							
4	Control de ruido y vibraciones							
5	Control de polvo y gases							
6	Carga y transporte							
7	Mantenimiento							
8	Operaciones auxiliares							

3.13.2. Planificación a mediano y largo plazo

La planificación a mediano y largo plazo se desarrolló considerando el número de voladuras por banco (Tabla 3.48) y el ritmo de producción definido previamente en la sección 3.7.

Tabla 3.48 Volúmenes de explotación según número de bancos y voladuras [Autores, 2019]

Litología	Chert-Lutita no silicificada			Lutita silicificada	
Cota (msnm)	45	36	27	18	9
Banco	5	4	3	2	1
Volumen a explotar (m³)	150201	352188	569079	589167	852255
Número de voladuras en banco	7	17	28	29	126

La planificación de los volúmenes de explotación se realizó con base al tiempo de vida previamente calculado (4 años y 5 meses), tomando en consideración porcentajes de avance por banco de manera que se garantice la productividad requerida y la operatividad de al menos dos de los mismos (Tabla 3.49).

Tabla 3.49 Volúmenes a explotar por tiempo de vida de la cantera [Autores, 2019]

Años	Banco	Volumen a explotar por banco (m ³)	% de avance por banco	Volumen a explotar por período (m ³)
Año 1	5	150201	100	505137
	4	218357	62	
	3	136579	24	
Año 2	4	98613	28	269336
	3	170724	30	
Año 3	4	35219	10	473745

	3	261776	46	
	2	176750	30	
Año 4	2	194425	33	620553
	1	426128	50	
Año 5	2	217992	37	644119
	1	426128	50	
Total				2512890

La secuencia de extracción de los bancos por los períodos establecidos se presenta en la Figura 3.25.

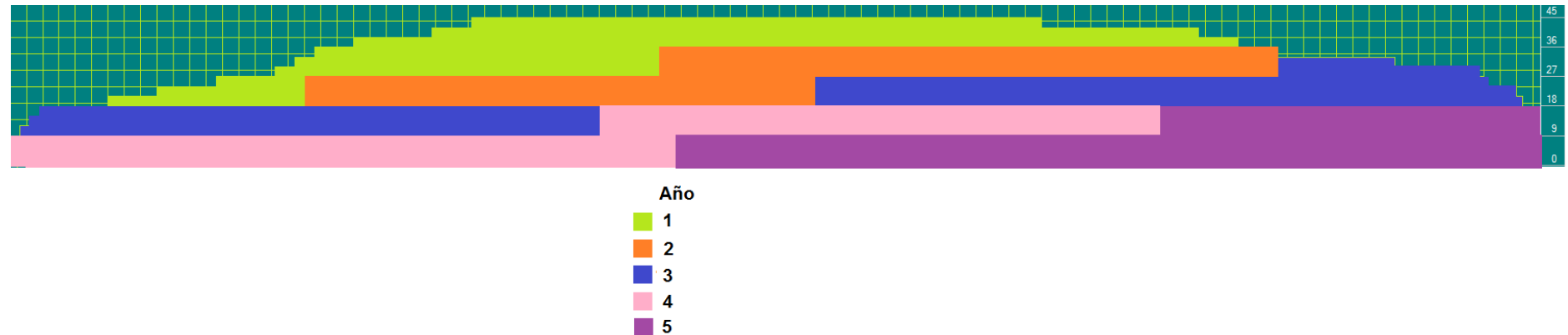


Figura 3.25 Secuencia de extracción de los bancos por años [Autores, 2019]

Se prevé explotar el yacimiento hasta la cota 4msnm para su posterior rehabilitación. En la Figura 3.26 se muestra la comparación de la topografía actual con la final.

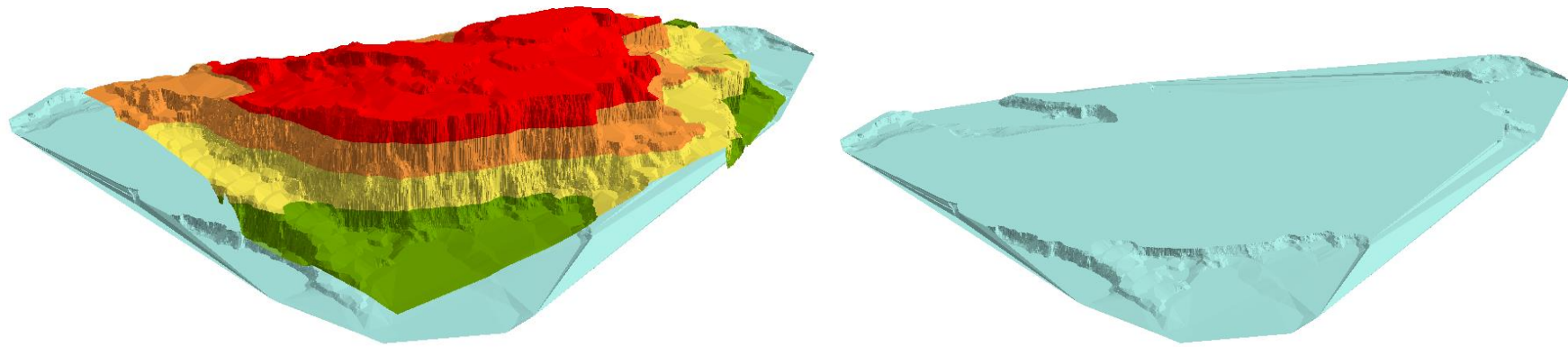


Figura 3.26 Comparación de la topografía actual y final [Autores, 2019]

3.14. Análisis Ambiental

A continuación, se presenta la matriz de identificación de impactos ambientales (Tabla 3.50), analizada para cada una de las actividades de la concesión sobre un determinado factor ambiental que indica la posibilidad de verse afectado o beneficiado.

Tabla 3.50 Matriz de identificación de impactos ambientales [Autores, 2019]

FACTORES AMBIENTALES		MEDIO FÍSICO							MEDIO BIÓTICO			MED. PER.	MEDIO SOCIOECONÓMICO CULTURAL						No. De Impactos					
		AIRE				AGUA			SUELO			FLORA	FAUNA	U. PAISAJE	USO DE SUELO		INFRAESTRUCTURA	HUMANOS						
		Ruido	Gases	Polvo	Olores	Calidad	Topografía y geomorfología	Erosión	Estabilidad	Calidad	Cobertura vegetal	Diversidad	Diversidad	Migración	Paisaje natural	Forestal	Agrícola	Red y servicio de transporte		Red de abastecimiento y comercialización	Salud	Seguridad	Empleo	
EXPLOTACIÓN	Perforación	X	X	X			X	X	X	X					X					X	X		10	
	Voladura	X	X	X	X		X	X	X						X					X	X	X		11
	Carga y transporte	X	X	X	X										X			X	X	X	X	X		10
	Estabilidad de taludes	X	X	X			X	X	X												X	X		8
MANTENIMIENTO	Mantenimiento de maquinaria y equipos	X	X		X															X	X	X	6	
CIERRE DE MINA	Rehabilitación ambiental	X			X		X	X	X	X	X	X		X	X	X		X		X	X		15	
No. de Impactos		6	5	4	4	0	4	4	4	2	1	1	1	0	4	1	1	1	2	3	6	6	60	

Las actividades tomadas en cuenta para la elaboración de la matriz de identificación de impactos fueron:

- Explotación:
 - Perforación.
 - Voladura.
 - Carga y transporte.
 - Estabilidad de taludes.
- Mantenimiento:
 - Mantenimiento de maquinaria y equipos.
- Cierre de mina:
 - Rehabilitación ambiental.

A continuación, se presenta la matriz de valoración de impactos ambientales (Tabla 3.51), en la cual se evaluó la magnitud e importancia de cada actividad según el componente ambiental.

Tabla 3.51 Matriz de valorización de impactos ambientales [Autores, 2019]

FACTORES AMBIENTALES		MEDIO FÍSICO									MEDIO BIÓTICO			MED. PER.	MEDIO SOCIOECONÓMICO CULTURAL							
		AIRE				AGUA	SUELO				FLORA		FAUNA	U. PAISAJE	USO DE SUELO		INFRAESTRUCTURA		HUMANOS			
		Ruido	Gases	Polvo	Olores	Calidad	Topografía y geomorfología	Erosión	Estabilidad	Calidad	Cobertura vegetal	Diversidad	Diversidad	Migración	Paisaje natural	Forestal	Agrícola	Red y servicio de transporte	Red de abastecimiento y comercialización	Salud	Seguridad	Empleo
EXPLOTACIÓN	Perforación	-6	-2	-5		-3	-2	-5	-2					-2						-4	3	
		5	2	6		3	2	4	2					3					5	4	4	
	Voladura	-8	-7	-7	-5	-6	-5	-8											-4	-7	4	
		7	6	7	4	7	6	8											3	8	3	
	Carga y transporte	-7		-5													-3	-4	-3	-2	2	
		6		6													4	5	4	3	2	
	Estabilidad de taludes	-1	-1	-1			5	3	7											-2	4	
		1	1	2			6	4	8											3	5	
MANTENIMIENTO	Mantenimiento de maquinaria y equipos	-3	-4		-3														-3	-3	3	
		3	5		4														4	4	4	
CIERRE DE MINA	Rehabilitación ambiental	4			4	4	5	4	5	5	4	3			3	4			4	5	4	
		5			4	4	6	5	5	6	5	4			2	5			6	6	5	
EVALUACIONES	No. de afectaciones positivas	1	0	0	1	0	1	2	2	2	1	1	1	0	0	1	1	0	1	0	1	6
	No. de afectaciones negativas	5	4	4	2	0	2	2	2	1	0	0	0	1	0	0	1	1	3	5	0	0
	Agregación de impactos	-118	-67	-111	-16	0	-35	26	-52	77	30	20	12	0	-6	6	20	-12	-14	-36	-70	80
Agregación de impacto por componente		-312				0	16				50		12		-6	26		-26		-26		

EVALUACIONES			
No. De afectaciones positivas	1	9	-115
No. De afectaciones negativas	1	9	-359
Agregación de impactos	1	6	-118
Agregación de impactos	4	4	108
	1	5	-53
	14	0	271
-484			
-53			
271			

Comprobación	
-266	-266

Para analizar la matriz, se expone las actividades organizadas de acuerdo a su afectación (Tabla 3.52).

Tabla 3.52 Actividades en orden de acuerdo a su afectación [Autores, 2019]

Actividad	Agregación de impactos
Voladura	-359
Carga y transporte	-118
Perforación	-115
Mantenimiento de maquinaria y equipos	-53
Estabilidad de taludes	108
Rehabilitación ambiental	271

Se pudo notar que 4 actividades generan una afectación negativa, siendo la voladura la que causa mayor impacto, y dando un total de afectación negativa de -645. Mientras que la estabilidad de taludes y cierre de mina generan una afectación positiva, dando un total de 379.

Entre los factores ambientales que resultarían afectados negativamente y positivamente, por las actividades, de forma organizada, se tiene la Tabla 3.53.

Tabla 3.53 Factores ambientales organizados con respecto a su afectación [Autores, 2019]

Factor ambiental	Agregación de impactos
Ruido	-118
Polvo	-111
Seguridad	-70
Gases	-67
Estabilidad	-52
Salud	-36
Topografía y geomorfología	-35
Olores	-16
Red de abastecimiento y comercialización	-14
Red de servicio de transporte	-12
Paisaje natural	-6
Forestal	6
Diversidad (fauna)	12
Diversidad (flora)	20
Agrícola	20
Erosión	26

Cobertura vegetal	30
Calidad (suelo)	77
Empleo	80

De los factores ambientales analizados, 12 de ellos presentan una afectación negativa y el que posee mayor agregación es el ruido con un valor de -118. En cambio, los que poseen una afectación positiva son 7, de los cuales el empleo presenta un mayor valor, siendo éste de 80.

3.15. Análisis Económico

3.15.1. Costos directos

3.15.1.1. Costos por operación de maquinaria

Este análisis se realizó en base a la planificación establecida, y se presenta en la Tabla 3.54. La maquinaria utilizada fue:

- Excavadora Volvo EC210B LC.
- Excavadora Volvo EC240B LC.
- Perforadora Atlas Copco ECM240 RC.
- Tractor Caterpillar D8T.

Tabla 3.54 Costos por operación de maquinaria minera [Autores, 2019]

Descripción	Costo hora	Costo diario	Costo mensual	Costo anual
Excavadora Volvo EC210B LC	\$12.55	\$100.39	\$2,610.07	\$25,297.64
Excavadora Volvo EC240B LC	\$14.37	\$114.99	\$2,989.76	\$28,977.70
Perforadora Atlas Copco ECM240 RC	\$18.97	\$151.79	\$3,946.61	\$38,251.80
Tractor Caterpillar D8T	\$28.16	\$225.24	\$5,856.28	\$56,760.82
Total	\$74.05	\$592.41	\$15,402.73	\$149,287.97

3.15.1.2. Costos de perforación y voladura

Primero se estimó el valor de costo por metro cúbico extraído para la perforación, considerando un volumen anual de 566453 m³, y de acuerdo a los costos por operación de la perforadora (Tabla 3.55).

Tabla 3.55 Costos de perforación [Autores, 2019]

Descripción	Costo (\$/m ³)	Volumen anual (m ³)	Costo total
Perforadora	\$1.49	566453	\$844,014.97

Para el cálculo de costos de insumos de voladura, se consideró los valores referenciales correspondientes a lista de precios de EXPLOCEN C.A. (Apéndice E) del año 2011 (Cuenca, 2015). El costo total se encuentra reflejado de acuerdo con el consumo anual de explosivos y accesorios (Tabla 3.56).

Tabla 3.56 Costos de explosivos y accesorios para voladura [Autores, 2019]

Descripción	Unidad	Consumo anual	Precio	Costo total
Anfo normal	kg	200454	\$1.07	\$214,485.78
Emulsen 720 3" x 16"	kg	66818	\$3.39	\$226,513.02
Fanel dual 12 m	u	6292	\$8.77	\$55,180.84
Fulminante No. 8	u	6292	\$0.22	\$1,384.24
Pentolita 450 g de 68x85 mm	u	6292	\$5.23	\$32,907.16
Cordón detonante 5 g	m	62920	\$0.25	\$15,730.00
Conector unidireccional de superficie	u	520	\$4.49	\$2,334.80
Mecha lenta	m	208	\$0.15	\$31.20
TOTAL			\$23.57	\$548,567.04

3.15.1.3. Costos de mano de obra

Para esta valoración se consideró el personal que se encuentra involucrado de manera directa e indirecta en las operaciones mineras realizadas dentro de la cantera. Y se presenta en la Tabla 3.57.

Tabla 3.57 Costos de mano de obra directa e indirecta [Autores, 2019]

Descripción	Cantidad	Sueldo mensual unitario	Sueldo mensual	Sueldo anual
Ingeniero Geólogo	1	\$1,200.00	\$1,200.00	\$14,400.00
Ingeniero de Minas	1	\$1,300.00	\$1,300.00	\$15,600.00
Supervisor de cantera	1	\$1,100.00	\$1,100.00	\$13,200.00
Operadores de maquinaria	12	\$463.52	\$5,562.24	\$66,746.88
Mecánico	2	\$400.00	\$800.00	\$9,600.00
Total	17	\$4,463.52	\$9,962.24	\$119,546.88

3.15.1.4. Costos de amortización de equipos

A través del método decreciente lineal, la cuota de amortización de cada año fue calculada de acuerdo con el número de año en que los equipos se iban a amortizar, mediante el coeficiente porcentual del 30%, debido a una vida útil de 5 años. A continuación, se presentan los valores de amortización según cada año para cada maquinaria:

- Excavadora Volvo EC210B LC (Tabla 3.58).
- Excavadora Volvo EC240B LC. (Tabla 3.59).
- Perforadora Atlas Copco ECM240 RC. (Tabla 3.60).
- Tractor Caterpillar D8T. (Tabla 3.61).

Tabla 3.58 Costo de amortización de excavadora Volvo EC210B LC [Autores, 2019]

Amortización Excavadora Volvo EC210B LC		
Precio original actual	\$55,000.00	
Vida útil	5	
Coeficiente según vida útil	30%	
Año	Valor a amortizar	Cuota de amortización
1	\$55,000.00	\$16,500.00
2	\$38,500.00	\$11,550.00
3	\$26,950.00	\$8,085.00
4	\$18,865.00	\$5,659.50
5	\$13,205.50	\$3,961.65

Tabla 3.59 Costos de amortización de excavadora Volvo EC240B LC [Autores, 2019]

Amortización Excavadora Volvo EC240B LC		
Precio original actual	\$65,053.09	
Vida útil	5	
Coeficiente según vida útil	30%	
Año	Valor a amortizar	Cuota de amortización
1	\$65,053.09	\$19,515.93
2	\$45,537.16	\$13,661.15
3	\$31,876.01	\$9,562.80
4	\$22,313.21	\$6,693.96
5	\$15,619.25	\$4,685.77

Tabla 3.60 Costos de amortización de perforadora ECM240 RC [Autores, 2019]

Amortización Perforadora Atlas Copco ECM240 RC		
Precio original actual	\$119,000.00	
Vida útil	5	
Coefficiente según vida útil	30%	
Año	Valor a amortizar	Cuota de amortización
1	\$119,000.00	\$35,700.00
2	\$83,300.00	\$24,990.00
3	\$58,310.00	\$17,493.00
4	\$40,817.00	\$12,245.10
5	\$28,571.90	\$8,571.57

Tabla 3.61 Costos de amortización de tractor Caterpillar D8T [Autores, 2019]

Amortización Tractor Caterpillar D8T		
Precio original actual	\$178,200.00	
Vida útil	5	
Coefficiente según vida útil	30%	
Año	Valor a amortizar	Cuota de amortización
1	\$178,200.00	\$53,460.00
2	\$124,740.00	\$37,422.00
3	\$87,318.00	\$26,195.40
4	\$61,122.60	\$18,336.78
5	\$42,785.82	\$12,835.75

Además, se expone las cuotas de amortización anuales totales de toda la maquinaria implementada (Tabla 3.62).

Tabla 3.62 Cuotas de amortización anuales por toda la maquinaria empleada [Autores, 2019]

Año	Valor
1	\$125,175.93
2	\$87,623.15
3	\$61,336.20
4	\$42,935.34
5	\$30,054.74
Total	\$347,125.36

Por lo tanto, los costos directos totales anuales corresponden a una cifra de \$ 1,730,841.93.

3.15.2. Costos indirectos

Esta estimación se realizó en base a los costos directos totales, correspondiendo a un 5% de los mismos distribuidos como: 2% para costos de administración, 1% para movilización y 2% para imprevistos. Obteniendo así los siguientes resultados (Tabla 3.63):

Tabla 3.63 Costos indirectos [Autores, 2019]

Descripción	Costo anual
Costos de administración	\$34,616.84
Costos de movilización	\$17,308.42
Costos de imprevistos	\$34,616.84
Total	\$86,542.10

3.15.3. Patentes de conservación

De acuerdo con el Art. 34 de la Ley de Minería establece que para la etapa de explotación en el régimen de gran minería se paga por concepto de patentes de conservación un 10% de salario básico unificado por cada hectárea minera concesionada (Tabla 3.64).

Tabla 3.64 Valor a pagar por patentes de conservación [Autores, 2019]

Superficie de la concesión (ha.)	56	Explotación Gran Minería
Porcentaje a pagar	10%	
Salario básico unificado 2020	\$400.00	
Valor a pagar	\$2,240.00	

3.15.4. Regalías

Para el cálculo de regalías en minerales no metálicos (Tabla 3.65), el Art. 81 del Reglamento General a la Ley de Minería establece que para una capacidad de producción de 1000001 a 2000000 t/año, el valor a pagar corresponde al 25% del costo de producción.

Tabla 3.65 Valor a pagar por regalías de minerales no metálicos [Autores, 2019]

Producción anual (t)	1331164.55
Costo anual de producción	\$1,730,841.93
Porcentaje a pagar	25%
Valor a pagar	\$432,710.48

3.15.5. Costo anual de producción

El costo anual de producción corresponde a la sumatoria de los costos directos e indirectos calculados previamente (Tabla 3.66).

Tabla 3.66 Costo anual de producción [Autores, 2019]

Descripción	Valor
Costos por operación de maquinaria	\$149,287.97
Costos de perforación	\$844,014.97
Costos de voladura	\$548,567.04
Costos de mano de obra	\$119,546.88
Amortización	\$69,425.07
Costos indirectos	\$86,542.10
Patentes de conservación	\$2,240.00
Regalías	\$432,710.48
Total	\$2,252,334.51

CAPÍTULO 4

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1. Conclusiones

- El presente trabajo permitió diseñar un sistema de explotación a cielo abierto del bloque noreste de la concesión Cerro Grande 1, que consideró: criterios técnicos de diseño de la cantera, evaluaciones geológicas y geotécnicas preliminares, perforación y voladura, carga y transporte, planificación a corto, mediano y largo plazo y análisis económico y ambiental.
- El análisis geomecánico permitió identificar una roca de calidad media y de clase III según el índice de RMR. Además, en el área de estudio se identificó 2 fallas normales, con desplazamiento vertical de estratos de lutitas debido al producto de fuerzas extensionales.
- A partir del modelo geológico se estimó las reservas aproximadas en el bloque noreste, en donde el material predominante es el chert.
- El sistema de explotación propuesto para el bloque de interés es de tipo cantera en terrenos horizontales con minado descendente y avance de explotación de NE a SO.
- El ritmo de producción calculado para cumplir con el régimen de mediana minería es de 2248 m³/día, para jornadas laborales de 252 días al año, con un turno de 8 horas diarias. Esto resultó en una vida útil del bloque de interés de 4 años y 5 meses, hasta llegar a la cota base que es de 4 m.s.n.m.
- Para el diseño de la perforación y voladura se consideró la variación de la litología y las características de los materiales (ensayos previos), lo que permitió una predicción de la fragmentación adecuada para la entrada al proceso de trituración primaria. Además, se determinó que las vibraciones producidas no afectarían a las edificaciones aledañas.
- Se logró optimizar teóricamente el ciclo de carga y transporte en un 11%, adecuando el diseño de explotación a la maquinaria existente en la empresa, proponiendo el cambio de los cazos de las excavadoras a los de máxima capacidad según el soporte de carga de cada maquinaria.

- A partir de los ensayos de los materiales se generó una ficha de especificaciones técnicas. Además, mediante el análisis granulométrico se clasificó a los agregados según la normativa ASTM C 33-03 para la elaboración de hormigón, dando como resultado las clases: 4, 56 y 67.
- Finalmente podemos concluir que la metodología presentada en este trabajo es aplicable para la explotación de futuros bloques dentro de la concesión minera Cerro Grande 1, e incluso dentro del cantón Durán.

4.2. Recomendaciones

- Se recomienda reemplazar los cazos de las excavadoras a los propuestos en el presente proyecto, para reducir los tiempos de ciclo y aumentar la productividad en las operaciones de carga y transporte, optimizando de esta manera todo el sistema.
- Se sugiere implementar una mezcla de granulometrías de los materiales procesados en planta para que la empresa puede ampliar su mercado comercial, y las mismas puedan ser estudiadas para analizar si son aptas para ser utilizadas como material de base, subbase y subrasante, de acuerdo a la normativa del MTOP.
- Para continuar cumpliendo con la demanda de la empresa, además de los 2 volquetes con los que cuenta actualmente, se recomienda que deben existir como mínimo 16 volquetes de 14 m³ y 17 volquetes de 13 m³ para que no existan tiempos muertos durante el ciclo de carga y transporte. Esto se justifica con los proporcionados por los mismos compradores.

BIBLIOGRAFÍA

- Braja, D. M. (1999). *Principios de ingeniería de Cimentación* (Cuarta Ed; International Thomson Editors, Ed.). Sacramento: Thomson Learning.
- Cárdenas, M., & Chaparro, E. (2004). *Industria minera de los materiales de construcción. Su sustentabilidad en América del Sur*.
- Cuenca, E. J. (2015). *Diseño de explotación de las calizas existentes en el yacimiento "Isimanchi"* (pp. 39–55). pp. 39–55.
- GAD Municipal de Guayaquil. (2017). *Ordenanza que regula la explotación minera de materiales áridos, pétreos y otros en el cantón Guayaquil* (p. 56). p. 56. Guayaquil: Concejo Municipal de Guayaquil.
- GAD Municipal del cantón Durán. (2015). *Ordenanza para el ejercicio de la competencia para regular autorizar y controlar la explotación de materiales áridos y pétreos* (p. 40). p. 40. Durán: Concejo del Gobierno Autónomo Descentralizado Municipal de Durán.
- García Vela, M. T. (2018). *Diseño de un modelo de gestión para la explotación sostenible de materiales áridos y pétreos en el cantón Coronel Marcelino Maridueña, Provincia del Guayas*. Escuela Superior Politécnica del Litoral.
- González de Vallejo, L. I., Ferrer, M., Ortuño, L., & Oteo, C. (2002). *Ingeniería Geológica* (I. Capella, Ed.). Madrid: Pearson Educación S.A.
- Herrera, J. (2007). *Diseño de Explotaciones de Cantera*.
- Herrera, J., & Ortíz de Urbina, F. (2006). Métodos de la Minería a Cielo Abierto. En *Métodos de la Minería a Cielo Abierto* (Primera Ed). Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- INAMHI. (2019). *Red de estaciones automáticas meteorológicas*. Recuperado de <http://186.42.174.236/InamhiEmas/>
- INEN. (2010). Áridos. Determinación de la Densidad Relativa (Gravedad Específica) y Absorción del Arido Grueso. *Instituto Ecuatoriano de Normalizacion*, 1(Primera Edición), 14.
- INEN. *Áridos. Determinación de las impurezas orgánicas en el árido fino para hormigón*. , (2010).
- Jordá-Bordehore, L. (2015). *Manual Básico de Clasificaciones Geomecánicas Índice Q y*

- Rock Mass Rating RMR* (p. 108). p. 108. Guayaquil.
- Lavin, P. (2003). *Asphalt Pavements* (Spon Press, Ed.). Recuperado de <https://books.google.com.ec/books?id=XuM3YYeQrk8C&printsec=frontcover&hl=es#v=onepage&q&f=false>
- López Jimeno, C. (1987). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas* (Segunda Ed). Madrid.
- López Jimeno, C. (1994). *Manual de Áridos: Prospección, explotación y aplicaciones* (Segunda Ed; C. López Jimeno, Ed.). Madrid: Entorno Gráfico.
- López Jimeno, C., & Bustillo Revuelta, M. (1997). *Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras*. Madrid: Entorno Gráfico.
- MTOP. (2014). *Mapa red estatal, puertos y aeropuertos* (p. 82). p. 82.
- Núñez, E. (2003). *Geología del Ecuador* (p. 275). p. 275. Guayaquil: Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra.
- Puente, J. J. (2016). *Diseño De Explotación De La Cantera Esperanza Ubicada En La Parroquia Pintag*. Universidad Central del Ecuador.
- Revista de la construcción y su entorno. (2006, agosto). *Arte y Cemento* (p. 55). p. 55. Recuperado de <https://books.google.com.ec/books?id=XQZbYJU8vzMC&pg=PT55&dq=cbr+ensayo&hl=es&sa=X&ved=0ahUKEwjjaHQ7PmAhVLrVkkHYGuDe8Q6AEIKDAA#v=onepage&q=cbr ensayo&f=false>
- Sapag, N. (2011). *PROYECTOS DE INVERSIÓN Formulación y Evaluación* (Segunda Ed). Recuperado de http://daltonorellana.info/wp-content/uploads/sites/436/2014/08/Proyectos_de_Inversion_Nassir_Sapag_Chain_2Edic.pdf
- Wills, B. A., & Napier-Munn, T. (2005). Wills' Mineral Processing Technology. En *Wills' Mineral Processing Technology* (Séptima Ed). <https://doi.org/10.1016/B978-0-7506-4450-1.X5000-0>

APÉNDICES

Apéndice A

Apéndice A1. Norma técnica - Análisis granulométrico en los áridos, finos y gruesos. NTE INEN 696.

5. MÉTODO DE ENSAYO

5.1 Resumen. Las partículas componentes de una muestra en condiciones secas y de masa conocida son separadas por tamaño a través de una serie de tamices de aberturas ordenadas en forma descendente. Las masas de las partículas mayores a las aberturas de la serie de tamices utilizados, expresado en porcentaje de la masa total, permite determinar la distribución del tamaño de partículas.

5.3 Muestreo

5.3.1 Muestrear el árido de conformidad con NTE INEN 695. El tamaño de la muestra de campo debe ser la cantidad indicada en la NTE INEN 695 o cuatro veces la cantidad requerida en los numerales 5.3.4 y 5.3.5 (excepto como se ha modificado en el numeral 5.3.6), el que sea mayor.

5.3.2 Mezclar completamente la muestra y reducirla a una cantidad adecuada para el ensayo, utilizando los procedimientos descritos en la norma ASTM C 702. La muestra para el ensayo debe ser, aproximadamente, la cantidad deseada en seco y se la debe obtener como resultado final de la reducción. No se permite una reducción a una cantidad exacta predeterminada (ver nota 3).

5.3.3 Árido fino. El tamaño de la muestra para el ensayo, luego de secarla, debe ser como mínimo 300 gramos.

5.3.4 Árido grueso. El tamaño de la muestra para el ensayo de árido grueso debe cumplir con lo señalado en la tabla 1.

TABLA 1. Tamaño de la muestra para ensayo del árido grueso

Tamaño nominal máximo, Aberturas cuadradas, en mm (pulgadas).	Tamaño de la muestra del ensayo Mínimo (kg)
9,5	1
12,5	2
19,0	5
25,0	10
37,5	15
50	20
63	35
75	60
90	100
100	150
125	300

5.4 Procedimiento

5.4.1 Secar la muestra hasta masa constante a una temperatura de $110\text{ }^{\circ}\text{C} \pm 5\text{ }^{\circ}\text{C}$ (ver nota 4).

5.4.2 Seleccionar los tamices necesarios y adecuados que cubran los tamaños de las partículas del material a ensayarse, con el propósito de obtener la información requerida en las especificaciones. Utilizar tantos tamices adicionales como se desee o como sean necesarios para proporcionar información adicional, tal como el módulo de finura o para regular la cantidad de material sobre un tamiz. Ordenar los tamices en forma decreciente según el tamaño de su abertura, de arriba a abajo y colocar la muestra en el tamiz superior. Agitar los tamices manualmente o por medio de aparatos mecánicos durante un período suficiente, ya sea establecido por el ensayo o también controlado por medio de la masa de la muestra de ensayo, de tal forma que cumpla con el criterio de conformidad o de tamizado descritos en el numeral 5.4.4.

5.4.3 Limitar la cantidad de material sobre un determinado tamiz de manera que todas las partículas tengan oportunidad de llegar a las aberturas del tamiz algunas veces durante la operación de tamizado. Para tamices con aberturas más pequeñas que 4,75 mm (No. 4), la cantidad que se retiene sobre cualquier tamiz al finalizar la operación de tamizado no debe exceder 7 kg/m^2 en la superficie de tamizado (ver nota 5). Para tamices con aberturas de 4,75 mm (No. 4) y más grandes, la cantidad retenida en kg no debe exceder del producto de $2,5\text{ X}$ (la abertura del tamiz, en mm y X (el área efectiva de tamizado, en m^2)). Esta cantidad se muestra en la tabla 2, para cinco diferentes dimensiones del marco de tamiz entre circulares, cuadrados y rectangulares, los que son de mayor uso. En ningún caso la cantidad retenida debe ser tan grande como para causar una deformación permanente de la tela de tamiz.

TABLA 2. Máxima cantidad permitida de material retenido sobre un tamiz, en kg.

Tamaño de abertura del tamiz (mm)	Tamiz de dimensiones nominales				
	$\varnothing = 203,2\text{ mm}^A$	$\varnothing = 254\text{ mm}^A$	$\varnothing = 304,8\text{ mm}^A$	350 X 350 mm	372 X 580 mm
	Área de tamizado, (m^2)				
	0,0285	0,0457	0,0670	0,1225	0,2158
125	^B	^B	^B	^B	67,4
100	^B	^B	^B	30,6	53,9
90	^B	^B	15,1	27,6	48,5
75	^B	8,6	12,6	23,0	40,5
63	^B	7,2	10,6	19,3	34,0
50	3,6	5,7	8,4	15,3	27,0
37,5	2,7	4,3	6,3	11,5	20,2
25,0	1,8	2,9	4,2	7,7	13,5
19,0	1,4	2,2	3,2	5,8	10,5
12,5	0,89	1,4	2,1	3,8	6,7
9,5	0,67	1,1	1,6	2,9	5,1
4,75	0,33	0,54	0,80	1,5	2,6

^A El área para los tamices de marcos redondos se basa en un diámetro efectivo de 12,7 mm, menor que el diámetro nominal del marco, porque la NTE INEN 154 permite que el sello entre la tela del tamiz y el marco se extienda a 6,35 mm sobre la tela del tamiz. Así el diámetro efectivo de tamizado para un tamiz con un marco de diámetro de 203,2 mm es de 190,5 mm. En tamices elaborados por algunos fabricantes el sello no se extiende en la tela del tamiz los 6,35 mm completos.

^B Los tamices indicados tienen menos de cinco aberturas completas y no deben ser utilizados para el ensayo de tamizado, excepto por lo indicado en el numeral 5.4.6.

5.4.4 Continuar tamizando por un período suficiente de forma tal que, después de la finalización, no más del 1% en masa del material retenido en cualquier tamiz individual pase el tamiz durante 1 min de tamizado manual continuo realizado de la siguiente manera: sostener el tamiz individual, provisto con una bandeja inferior y una tapa, en una posición ligeramente inclinada en una mano. Golpear un lado del tamiz fuertemente y con un movimiento hacia arriba contra la base de la otra mano, a razón de aproximadamente 150 veces por minuto, girar el tamiz, aproximadamente una sexta parte de una revolución, en intervalos de alrededor de 25 golpes. En la determinación de la efectividad del tamizado para tamaños mayores que el tamiz de 4,75 mm (No. 4), limitar el material sobre el tamiz a una sola capa de partículas. Si el tamaño de los tamices de ensayo montados hace que el movimiento descrito de tamizado no sea práctico, utilizar tamices con diámetro de 203 mm para verificar la efectividad del tamizado.

5.4.5 Evitar la sobrecarga de los tamices individuales según el numeral 5.4.3.1 para el caso de mezclas de áridos grueso y fino.

5.4.5.1 Opcionalmente, reducir la porción más fina que el tamiz de 4,75 mm (No. 4) utilizando un reductor mecánico de acuerdo con la norma ASTM C 702. Si se sigue este procedimiento, calcular la masa de cada fracción de tamaño de la muestra original de la siguiente manera:

$$A = \frac{W_1}{W_2} \times B \quad (1)$$

Donde:

- A = masa corregida en base a la muestra total,
- W_1 = masa de la fracción más fina que el tamiz de 4,75 mm (No. 4) en la masa total,
- W_2 = masa reducida del material más fino que el tamiz de 4,75 mm (No. 4) actualmente tamizado, y
- B = masa de la fracción en cada porción reducida tamizada.

5.4.6 A menos que se utilice un agitador de tamices mecánico, tamizar a mano las partículas mayores de 75 mm mediante la determinación de la abertura más pequeña de tamiz por la cual puede pasar cada partícula. Iniciar el ensayo con el tamiz más pequeño a ser utilizado. Girar las partículas, si es necesario, a fin de determinar si van a pasar a través de una abertura particular, sin embargo, no se debe forzar a las partículas para pasar a través de una abertura.

5.4.7 Determinar las masas de cada incremento de tamaño en una balanza que cumpla con los requisitos especificados en el numeral 5.2.1, con una precisión de 0,1% de la masa total de la muestra seca original. La masa total del material después del tamizado debe ser similar a la masa original de la muestra colocada sobre los tamices. Si las cantidades difieren en más del 0,3%, respecto a la masa de la muestra seca original, los resultados no deben ser utilizados con fines de aceptación.

5.4.8 Si se ha ensayado previamente la muestra por el método de ensayo de la NTE INEN 697, agregar la masa más fina que el tamiz de 75 μ m (No. 200) determinado por ese método de ensayo, a la masa que pasa por el tamiz de 75 μ m (No. 200) en el tamizado en seco de la misma muestra por este método de ensayo.

5.5 Cálculos

5.5.1 Calcular los porcentajes pasantes, los porcentajes retenidos totales o porcentajes en fracciones de varios tamaños con una aproximación de 0,1% sobre la base de la masa total de la muestra seca inicial. Si la misma muestra de ensayo fue ensayada previamente por el método de ensayo de la NTE INEN 697, incluir en el cálculo del análisis por tamizado, la masa del material más fino que el tamiz de 75 μ m (No. 200) determinada por lavado, utilizando la masa seca total de la muestra antes del lavado como base para el cálculo de todos los porcentajes.

5.5.1.1 Cuando los incrementos de la muestra sean ensayados según lo dispuesto en el numeral 5.3.6, sumar las masas de la porción de los incrementos retenidas en cada tamiz y utilizar estas masas para calcular los porcentajes según el numeral 5.5.1.

5.5.2 Cuando se lo requiera, calcular el módulo de finura mediante la sumatoria de los porcentajes totales de material que es más grueso que cada uno de los siguientes tamices (porcentajes retenidos acumulados) y dividiendo la suma para 100: 150 µm (No. 100), 300 µm (No. 50), 600 µm (No. 30), 1,18 mm (No. 16), 2,36 mm (No. 8), 4,75 mm (No. 4), 9,5 mm, 19,0 mm, 37,5 mm y mayores, incrementando en la relación de 2 a 1.

Apéndice A2. Norma técnica Áridos. Determinación del material más fino que pasa el tamiz con aberturas de 75µm (No 200) mediante lavado. NTE INEN 697.

5. MÉTODO DE ENSAYO

5.1 Resumen. Se lava una muestra de árido en la forma indicada en esta norma, utilizando agua potable o agua potable a la que se le añade un agente dispersor, según se especifique. El agua de lavado decantada, que contiene material en suspensión y materia disuelta, se pasa a través de un tamiz de 75 µm (No. 200). Se seca el material lavado y se calcula la pérdida de masa resultante del tratamiento de lavado, como un porcentaje de la masa de la muestra original y se informa como el porcentaje de material más fino que 75 µm mediante lavado.

5.4 Muestreo

5.4.1 Tomar la muestra de árido de acuerdo con la NTE INEN 695. Si se va a realizar el análisis granulométrico especificado en la NTE INEN 696 sobre la misma muestra de ensayo, se debe cumplir con los requisitos aplicables de ese método de ensayo.

5.4.2 Mezclar completamente la muestra de árido a ser ensayada y reducirla a una cantidad adecuada para el ensayo, mediante los métodos aplicables descritos en la NTE INEN 2 566. Si la misma muestra va a ser sometida al ensayo de acuerdo con la NTE INEN 696, la masa mínima debe ser como se describe en las secciones correspondientes de ese método; de lo contrario, la masa de la muestra de ensayo, después del secado, se debe ajustar a lo establecido en la tabla No. 1:

TABLA 1. Masa mínima para la muestra de ensayo

Tamaño máximo nominal	Masa mínima (g)
4,75 mm (No. 4) o menor	300
Mayor que 4,75 mm (No. 4) hasta 9,5 mm	1 000
Mayor que 9,5 mm hasta 19,0 mm	2 500
Mayor que 19,0 mm	5 000

5.5 Selección del procedimiento. Debe utilizarse el procedimiento A, a menos que se especifique lo contrario en la especificación bajo la cual se van a comparar los resultados o cuando lo indique la institución para la cual se realiza el ensayo

5.6 Procedimiento A: lavado utilizando agua potable

5.6.1 Secar la muestra en el horno hasta conseguir una masa constante, a una temperatura de $110\text{ }^{\circ}\text{C} \pm 5^{\circ}\text{C}$. Determinar la masa con una aproximación de 0,1% de la masa de la muestra.

5.6.2 Si la especificación requiere que la cantidad que atraviesa el tamiz de $75\text{ }\mu\text{m}$ (No. 200) se determine sobre una parte de una muestra que pasa un tamiz más pequeño que el tamaño máximo nominal del árido, separar la muestra por el tamiz designado y determinar la masa del material que pasa dicho tamiz, con aproximación de 0,1% de la masa de esta porción de la muestra. Utilizar esta masa como la masa seca original de la muestra de ensayo indicada en el numeral 5.8.1 (ver nota 2).

NOTA 1. No se descarta el uso de un aparato mecánico para realizar la operación de lavado, siempre que los resultados sean consistentes con aquellos obtenidos mediante las operaciones manuales. El uso de algún equipo de lavado mecánico con algunas muestras puede causar su degradación.

NOTA 2. Algunas especificaciones para áridos con un tamaño máximo nominal de 50 mm o superior, por ejemplo, proporcionan un límite para el material que pasa el tamiz de $75\text{ }\mu\text{m}$ (No. 200), determinado sobre la porción de la muestra que pasa el tamiz de 25,0 mm. Tales procedimientos son necesarios, puesto que no es práctico lavar muestras del tamaño requerido, cuando la misma muestra de ensayo va a ser utilizada para el análisis granulométrico de acuerdo con la NTE INEN 696.

5.6.3 Después del secado y de la determinación de la masa, colocar la muestra en el recipiente y agregar suficiente cantidad de agua hasta cubrirla. No se debe añadir al agua, detergente, un agente dispersor u otra sustancia. Agitar la muestra vigorosamente para dar lugar a la separación completa de todas las partículas más finas que $75\text{ }\mu\text{m}$ de las partículas más gruesas y para llevar el material fino a suspensión. Inmediatamente verter el agua de lavado que contiene los sólidos suspendidos y disueltos sobre el arreglo de tamices, organizado con el tamiz más grueso en la parte superior. Evitar en la medida de lo posible, la decantación de las partículas gruesas de la muestra.

5.6.4 Añadir una segunda carga de agua a la muestra en el recipiente, agitar y decantar como se indicó anteriormente. Repetir esta operación hasta que el agua de lavado esté clara (ver nota 3).

5.6.5 Regresar al recipiente todo el material retenido en el arreglo de tamices mediante un enjuague con una boquilla rociadora de la muestra lavada. Secar en el horno el árido lavado hasta conseguir una masa constante, a temperatura de $110\text{ }^{\circ}\text{C} \pm 5^{\circ}\text{C}$ y determinar la masa con una aproximación de 0,1% de la masa original de la muestra (ver nota 4).

5.7 Procedimiento B: lavado utilizando un agente dispersor

5.7.1 Preparar la muestra en la misma forma que en el procedimiento A.

5.7.2 Después del secado y de la determinación de la masa, colocar la muestra en el recipiente. Agregar suficiente cantidad de agua para cubrir la muestra y añadir un agente dispersor al agua (ver nota 5). Agitar vigorosamente la muestra para dar lugar a la separación completa de todas las partículas más finas que $75\text{ }\mu\text{m}$ de las partículas más gruesas y para llevar el material fino a suspensión. Inmediatamente verter el agua de lavado que contiene los sólidos suspendidos y disueltos sobre el arreglo de tamices, organizado con el tamiz más grueso en la parte superior. Evitar en la medida de lo posible, la decantación de las partículas gruesas de la muestra.

5.7.3 Añadir una segunda carga de agua (sin agente dispersor) a la muestra en el recipiente, agitar y decantar como antes. Repetir esta operación hasta que el agua de lavado esté clara.

5.7.4 Completar el ensayo como se describe en el procedimiento A.

5.8 Cálculos

5.8.1 Calcular la cantidad de material que pasa el tamiz de 75 µm (No. 200) mediante lavado, de la siguiente manera:

$$A = \frac{B - C}{B} \times 100 \quad (1)$$

Donde:

A = porcentaje del material más fino que pasa el tamiz con aberturas de 75 µm (No. 200) mediante lavado,

B = masa seca original de la muestra, g, y

C = masa seca de la muestra luego del lavado, g.

5.9 Informe de resultados. Se debe elaborar un informe de resultados que contenga al menos lo siguiente:

NOTA 3. Si se utilizan equipos mecánicos de lavado, la carga de agua, agitación y decantación puede ser una operación continua.

NOTA 4. Tras el lavado de la muestra y enjuague en el recipiente de cualquier material retenido en el tamiz de 75 µm (No. 200) el agua no debe ser decantada del contenedor excepto a través del tamiz de 75 µm, para evitar la pérdida de material. El exceso de agua de enjuague debe ser evaporada de la muestra en el proceso de secado.

NOTA 5. Debe haber suficiente agente dispersor para producir una pequeña cantidad de espuma cuando se agita la muestra. La cantidad depende de la dureza del agua y de la calidad del dispersor. Excesiva espuma puede ocasionar su desbordamiento en los tamices y acarrear algún material en él.

Apéndice A3. Norma técnica-Hormigón y áridos para elaborar hormigón NTE INEN 694.

1. OBJETO

1.1 Esta norma establece la terminología general relacionada con: hormigón de cemento hidráulico, áridos para hormigón y otros materiales utilizados en o con hormigón de cemento hidráulico.

2. DISPOSICIONES GENERALES

2.1 La definición de otros términos relativos a la constitución de los áridos y a los áridos para elaborar hormigón para blindaje contra la radiación, se encuentran en las normas ASTM C 294 y ASTM C 638, respectivamente.

2.2 Terminología relacionada con el cemento hidráulico se incluye en la NTE INEN 151. Terminología adicional relacionada con áridos y hormigón se encuentra en el ACI 116R.

2.3 Las definiciones de esta norma son una declaración del significado de una palabra o grupo de palabras, expresada en una sola frase, con información adicional incluida en las notas o en las explicaciones.

3.1 Para los efectos de esta norma, se adoptan las siguientes definiciones:

3.1.1 *Absorción*. Proceso por el cual un líquido tiende a llenar los poros permeables de un cuerpo sólido poroso, otra definición es: el incremento de la masa de un cuerpo sólido poroso como resultado de la penetración de un líquido en sus poros permeables.

Comentario. En el caso de hormigón y de áridos para hormigón, a menos que se indique lo contrario, el líquido involucrado es agua, en el incremento de la masa no se incluye el agua que se adhiere a la superficie exterior, el incremento de la masa se expresa como un porcentaje de la masa del cuerpo seco y al cuerpo se lo considera "seco" cuando se lo ha tratado con un proceso adecuado para eliminar el agua químicamente no combinada, tal como el secado hasta masa constante, a una temperatura entre 100 °C y 110 °C.

3.1.6 *Arena*. Árido fino resultante de la desintegración natural, abrasión de la roca o del procesamiento de la arenisca completamente desmenuzable.

3.1.7 *Arena fabricada*. Árido fino producido por la trituración de: roca, grava, escoria de altos hornos de hierro u hormigón de cemento hidráulico

3.1.8 *Árido*. Material granular como: arena, grava, piedra triturada o escoria de altos hornos de hierro, que se usa con un cementante para elaborar hormigón o mortero de cemento hidráulico.

3.1.8.1 *Árido de alta densidad*. Árido con densidad relativa (gravedad específica) superior a 3,3, tal como: barita, magnetita, limonita, ilmenita, hierro o acero.

3.1.8.2 *Árido de baja densidad*. Árido con masa unitaria (peso volumétrico) inferior a 1 120 kg/m³, tales como: piedra pómez, escoria, ceniza volcánica, toba, y diatomita; arcilla expandida o sinterizada, pizarra, esquisto, esquisto de diatomeas, perlita, vermiculita o escoria y productos finales de combustión de carbón o coque.

3.1.8.3 *Áridos de densidad normal*. Áridos que no tienen una densidad alta ni baja.

Comentario. Este término se refiere a áridos con densidad relativa (gravedad específica) típica que oscila entre 2,4 y 3,0, o con la masa unitaria (peso volumétrico) que oscila entre 1 120 kg/m³ y 1 920 kg/m³.

3.1.8.4 *Áridos de masa normal*. Ver Áridos de densidad normal.

3.1.8.5 *Árido fino*. (1) árido que pasa por el tamiz de 9,5 mm ($\frac{3}{8}$ ") y que la mayor parte de sus partículas pasa por el tamiz de 4,75 mm (No. 4) y son retenidas en su mayoría en el tamiz 75 μ m (No. 200), o (2) la parte de un árido que pasa por el tamiz de 4,75 mm (No. 4) y es retenido en el tamiz de 75 μ m (No. 200)

Comentario. Estas definiciones son alternativas que deben aplicarse en diferentes circunstancias. Definición (1) se aplica a la totalidad del árido, ya sea en un estado natural o después de su procesamiento. Definición (2) se aplica a una porción de un árido. Los requisitos para propiedades y graduaciones, pueden establecerse en la norma.

3.1.8.6 *Árido grueso*. (1) árido en que la mayor parte de sus partículas quedan retenidas en el tamiz de 4,75 mm (No. 4), o (2) la porción de un árido retenido sobre el tamiz de 4,75 mm (No. 4).

Comentario. Estas definiciones son alternativas que deben aplicarse en diferentes circunstancias. La definición (1) se aplica a la totalidad del árido, ya sea en un estado natural o después de su procesamiento. La definición (2) se aplica a una porción de un árido. Los requisitos para propiedades y graduaciones, pueden establecerse en la norma.

3.1.8.7 *Árido liviano.* Ver *Árido de baja densidad*

3.1.8.8 *Árido pesado.* Ver *Árido de alta densidad.*

3.1.17 *Densidad.* Masa por unidad de volumen (termino preferente, respecto al término en desuso "masa unitaria").

3.1.18 *Densidad relativa.* Ver *Gravedad específica.*

3.1.31 *Gradación o Graduación.* Términos utilizados para expresar la conformación de tamaños o arreglo granulométrico de las partículas de los áridos.

Comentario. Los términos gradación y graduación referidos a granulometría de los áridos son sinónimos.

3.1.32 *Grava.* Árido grueso resultante de la desintegración natural y abrasión de la roca o procesamiento de un conglomerado débilmente ligado.

3.1.33 *Grava triturada.* Producto resultante de la trituración artificial de grava luego de la cual todos los fragmentos tienen al menos una cara como consecuencia de la fractura.

3.1.34 *Gravedad específica.* Relación entre la masa de un volumen de material a una temperatura definida y la masa de agua destilada de igual volumen a una temperatura definida.

3.1.35 *Gravedad específica volumétrica.* La relación entre la masa de un volumen de material a una temperatura definida, (incluido los vacíos permeables e impermeables en el material, pero excluyendo los vacíos entre las partículas del material) y una masa de agua destilada de igual volumen a una temperatura definida.

3.1.36 *Gravedad específica volumétrica (saturada superficialmente seca).* La relación entre la masa de un volumen de material incluyendo la masa de agua dentro de los poros en el material a una temperatura definida, (excluyendo los vacíos entre las partículas) y una masa de agua destilada de igual volumen a una temperatura definida.

Apéndice A4. Norma técnica-Impurezas orgánicas NTE INEN 855 (INEN, 2010)

5. MÉTODO DE ENSAYO

5.1 Resumen. A una muestra de árido fino se le agrega una solución normalizada de hidróxido de sodio, se la agita y luego de 24 horas se compara el color del líquido que sobrenada la muestra con el color de la solución normalizada o con el comparador de colores para determinar si la muestra contiene impurezas orgánicas inapropiadas.

5.5 Preparación de la muestra de ensayo. La muestra para ensayo debe tener una masa de aproximadamente 450 g y debe ser tomada de la muestra total de conformidad con la norma ASTM C 702.

5.6 Procedimiento

5.6.1 Verter la muestra de árido fino a ser ensayada en la botella de vidrio hasta aproximadamente el nivel equivalente al volumen de 130 cm³.

5.6.2 Añadir la solución de hidróxido de sodio hasta que el volumen ocupado por el árido fino y el líquido, después de agitar, sea de aproximadamente 200 cm³.

5.6.3 Tapar la botella, agitar vigorosamente y dejar reposar durante 24 h.

5.7 Determinación del color

5.7.1 Procedimiento con la solución de color normalizado. Al final del período de 24 horas de reposo, verter en la botella de vidrio descrita en el numeral 5.2.1 hasta aproximadamente el nivel de 75 cm³ con la solución de color normalizado recién elaborada preparada previamente y utilizada dentro de un tiempo no mayor a 2 horas, según lo estipulado en el numeral 5.3.2. Sostener la botella con la muestra de ensayo y la botella con la solución de color normalizado, una al lado de la otra y comparar el color de la luz transmitida a través del líquido que sobrenada la muestra, con el color de la luz transmitida a través de la solución de color normalizado. Registrar si el color del líquido que sobrenada es: más claro, igual o más oscuro que el color de la solución de color normalizado.

5.7.2 Procedimiento con el comparador de color normalizado. Para definir con mayor precisión el color del líquido que sobrenada la muestra de ensayo, se deben utilizar cinco vidrios de color normalizado, utilizando los siguientes colores:

Color normalizado escala de Gardner No.	Número de orden en el comparador
5	1
8	2
11	3 (normalizado de referencia)
14	4
16	5

NOTA. Se debe utilizar el procedimiento de comparación descrito en el numeral 5.7.1, excepto que se debe reportar el número del vidrio del comparador que es más cercano al color del líquido que sobrenada sobre la muestra de ensayo. Cuando se utiliza este procedimiento, no es necesario preparar la solución de color normalizado.

5.8 Interpretación del color. Cuando una muestra sometida a este ensayo produce un color más oscuro que el color normalizado de la solución o el color No. 3 del comparador (color normalizado Gardner No. 11), se considera que el árido fino bajo ensayo, posiblemente contiene cantidades inapropiadas de impurezas orgánicas. Es conveniente efectuar más análisis antes de aprobar o rechazar el uso del árido fino en el hormigón o mortero.

Apéndice A5: Metodología de ensayo Proctor

Para este ensayo, se tomó una muestra de 45 kg., y se la expuso al sol hasta que se seque completamente. Y se realizó el siguiente procedimiento:

1. Cuartear para obtener una muestra representativa.
2. Utilizar una torre de tamices de 3/4", 3/8" y malla No. 4 para calcular el porcentaje de material retenido, y así seleccionar el método adecuado, según la siguiente tabla.

Método	A	B	C
Molde	4" de diámetro	4" de diámetro	6" de diámetro
Material	Pasante No.4	Pasante 3/8"	Pasante 3/4"
No. Capas	5	5	5
Golpes/Capa	25	25	56
Uso	Menos del 20% retiene No. 4	Más del 20% retiene No. 4 y menos del 20% retiene 3/8"	Más del 20% retiene 3/8" y menos del 30% retiene 3/4"

3. Clasificar el material en 5 partes iguales.
4. Medir dimensiones y peso del molde, una vez seleccionado el método.
5. Agregar diferentes cantidades de agua a cada muestra utilizada, y homogenizarlas.
6. Añadir porciones de material para completarlos niveles necesarios y compactar. La última capa debe sobrepasar el molde mm. aproximadamente.
7. Retirar el collarín y enrasar.
8. Remover la base del molde y pesar el material húmedo con el cilindro.
9. Remover el material del molde y secar el horno a una temperatura de 110°C por 24 horas.
10. Registrar el peso del material al salir del horno.
11. Repetir el ensayo con diferentes contenidos de humedades.


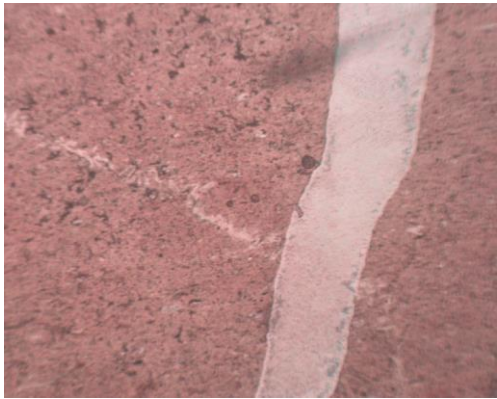
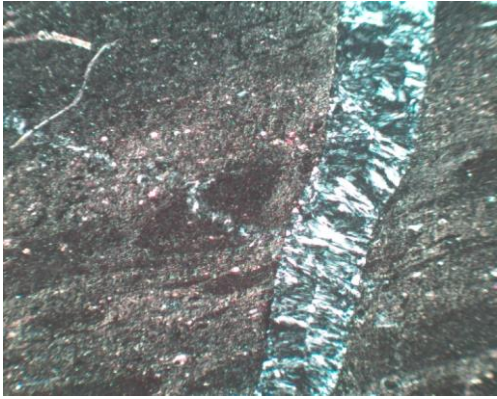
Apéndice A6: Metodología de ensayo CBR

Antes de empezar el ensayo, se expuso la muestra al sol hasta que se seque completamente. Y se realizó el siguiente procedimiento:

1. Cuartear para obtener una muestra representativa de 25 kg.
2. Pasar la muestra por el tamiz 3/4", y llega a pasar toda a través del mismo, se debe usarla para preparar los ejemplares. Si queda material retenido en el tamiz, éste debe ser retirado y reemplazado por la misma cantidad que pase el 3/4" y el retenido en el No. 4.
3. Con la muestra preparada, separar 5 kg. para cada espécimen.
4. Medir dimensiones y peso del molde, y armarlo.
5. Colocar papel filtro en la base, e introducir 5 capas de material, las cuales deben ser compactadas.
6. Enrasar y colocar el papel filtro en la parte superior del molde.
7. Registrar peso de molde más muestra.
8. Ubicar una sobrecarga de 5 kg. en la parte superior del molde.
9. Sumergir la muestra, la cual debe encontrarse 10 mm. por debajo del nivel de agua.
10. Tomar lectura de hinchamiento con el deformímetro de expansión en la hora 0, y luego cada 24 horas hasta completar las 96 horas.
11. Retirar la muestra luego de transcurrir las 96 horas, y dejarla escurrir por 15 minutos.
12. Registrar peso de molde más muestra saturada.
13. Colocar sobrecarga, y efectuar la compresión con la prensa.
14. Registrar la carga de penetración cada 50 mm, luego todos los datos para calcular el número CBR.

Apéndice B

Apéndice B1. Descripción de láminas delgadas muestras M-01, M-02, M-03, M-04, M-05.

DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA (MUESTRA DE MANO)		
Autores: González-Paucar	Tipo de Ensayo	Mineralógico
	Lugar	Laboratorio de Petrografía, ESPOL
	Equipos	Microscopio mineralógico
	N° de muestra	M-01
M-01		Descripción
		Roca sedimentaria detrítica de grano fino, color gris oscuro. Presenta vetillas de calcedonia, arcilla y carbonatos.
DESCRIPCIÓN MICROSCÓPICA (LÁMINA DELGADA)		
Autores: González-Paucar	Tipo de Ensayo	Petrográfico
	Lugar	Laboratorio de Petrografía, ESPOL
	Equipos	Microscopio de reflexión
	N° de muestra	M-02
VISTA EN MICROSCOPIO PETROGRÁFICO		
		
M-01 (NII-4X)		M-01 (NX-4X)
Propiedades		Descripción
Textura		Microcristalina
%clastos/%cemento/%matriz		5/75/20
G. dispersión del tamaño del grano		Mal clasificado
Redondez		Redondeado
Esfericidad		Discoidal
Fragmentos líticos		No
Contenido fósil		Sí
Matriz		Mícita (calcáreo-arcillosa)
Cemento		Calcedonia, arcillas, calcita.

DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA (MUESTRA DE MANO)

Autores: González-Paucar	Tipo de Ensayo	Mineralógico
	Lugar	Laboratorio de Petrografía, ESPOL
	Equipos	Microscopio mineralógico
	N° de muestra	M-02

M-02	Descripción
-------------	--------------------



DESCRIPCIÓN MICROSCÓPICA (LÁMINA DELGADA)

Autores: González-Paucar	Tipo de Ensayo	Petrográfico
	Lugar	Laboratorio de Petrografía, ESPOL
	Equipos	Microscopio petrográfico
	N° de muestra	M-02

VISTA EN MICROSCOPIO PETROGRÁFICO



M-02 NII-4X	M-02 NX-4X
Propiedades	Descripción
Textura	Microcristalina-fibrosa
%clastos/%cemento/%matriz	5/70/25
G. dispersión del tamaño del grano	Medianamente clasificado
Redondez	Subredondeado
Esféricidad	Esférico
Fragmentos líticos	No
Contenido fósil	No
Matriz	Carbonatada-arcillosa
Cemento	Cuarzo microcristalino, Calcedonia.

DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA (MUESTRA DE MANO)

Autores: González-Paucar	Tipo de Ensayo	Mineralógico
	Lugar	Laboratorio de Petrografía, ESPOL
	Equipos	Microscopio mineralógico
	N° de muestra	M-03

M-03	Descripción
-------------	--------------------

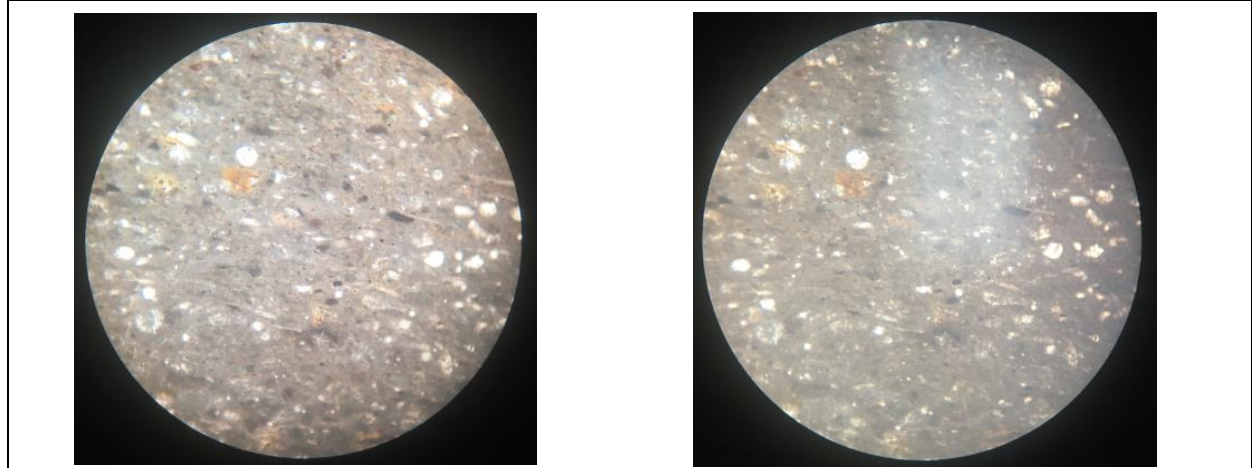


Roca sedimentaria de grano fino con intercalaciones de colores entre gris claro, negro y gris oscuro. Presencia de pátinas de oxidación y carbonatos entre fisuras.

DESCRIPCIÓN MICROSCÓPICA (LÁMINA DELGADA)

Autores: González-Paucar	Tipo de Ensayo	Petrográfico
	Lugar	Laboratorio de Petrografía, ESPOL
	Equipos	Microscopio petrográfico
	N° de muestra	M-03

VISTA EN MICROSCOPIO PETROGRÁFICO



M-03 NII-10X	M-03 NX-10X
Propiedades	Descripción
Textura	Detrítica-Lutítica
%clastos/%cemento/%matriz	35/-/65
G. dispersión del tamaño del grano	Pobremente clasificado
Redondez	Bien redondeado
Esféricidad	Discoidal
Fragmentos líticos	Si
Contenido fósil	No
Matriz	Clastos del tamaño de limo
Cemento	Calcita, cuarzo y opacos.

DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA (MUESTRA DE MANO)

Autores: González-Paucar	Tipo de Ensayo	Mineralógico
	Lugar	Laboratorio de Petrografía, ESPOL
	Equipos	Microscopio mineralógico
	N° de muestra	M-04

M-04	Descripción
-------------	--------------------

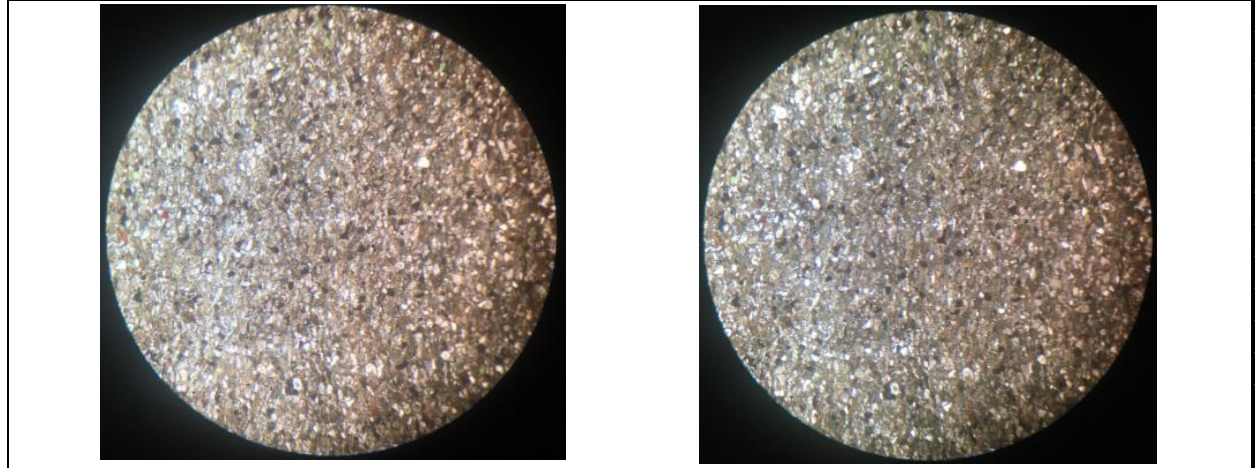


Roca sedimentaria de grano fino y color negro grisáceo, presenta escamas de carbonatos en planos de corte y fisuras.

DESCRIPCIÓN MICROSCÓPICA (LÁMINA DELGADA)

Autores: González-Paucar	Tipo de Ensayo	Petrográfico
	Lugar	Laboratorio de Petrografía, ESPOL
	Equipos	Microscopio petrográfico
	N° de muestra	M-04

VISTA EN MICROSCOPIO PETROGRÁFICO



M-04 NII-10X	M-04 NX-10X
---------------------	--------------------

Propiedades	Descripción
Textura	Detrítica-Arenosa
%clastos/%cemento/%matriz	85/-/15
G. dispersión del tamaño del grano	Bien clasificada
Redondez	Redondeado
Esféricidad	Esférico
Fragmentos líticos	No
Contenido fósil	No
Matriz	Clastos del tamaño de arenas-limos
Cemento	Calcita, cuarzo, remanentes de plagioclasas, opacos y micas (clorita y biotita).

DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA (MUESTRAS DE MANO)		
Autores: González-Paucar	Tipo de Ensayo	Mineralógico
	Lugar	Laboratorio de Petrografía, ESPOL
	Equipos	Microscopio mineralógico
	N° de muestra	M-05
M-05		Descripción
		<p>Roca sedimentaria de grano fino, color gris, con microfisuras rellenas de carbonatos. Presenta intercalaciones de oxidación (bandas amarillas y anaranjadas).</p>
DESCRIPCIÓN MICROSCÓPICA (LÁMINAS DELGADAS)		
Autores: González-Paucar	Tipo de Ensayo	Petrográfico
	Lugar	Laboratorio de Petrografía, ESPOL
	Equipos	Microscopio petrográfico
	N° de muestra	M-05
VISTA EN MICROSCOPIO PETROGRÁFICO		
		
M-05 NII-10X		M-05 NX-10X
Propiedades	Descripción	
Textura	Detrítica-Lutítica	
%clastos/%cemento/%matriz	25/-/75	
G. dispersión del tamaño del grano	Pobremente clasificado	
Redondez	Bien redondeado	
Esféricidad	Discoidal	
Fragmentos líticos	No	
Contenido fósil	-	
Matriz	Clastos del tamaño de arcillas	
Clastos	Calcedonia, ópalo, calcita(carbonatos).	

Apéndice B2. Producción de la cantera Cerro Grande 1 durante el año 2019

Mes	Volumen de material extraído (m ³)	Tonelaje de material extraído (t)
Enero	40912.13	96143.51
Febrero	48464.76	113892.19
Marzo	44622.08	104861.89
Abril	47081.08	110640.54
Mayo	44235.85	103954.25
Junio	27831.51	65404.05
Julio	52730.87	123917.54
Agosto	34664.89	81462.49
Septiembre	55223.19	129774.50
Octubre	56012.76	131629.99
Noviembre	74625.71	175370.42
Diciembre	40048.17	94113.20
TOTAL	566453.00	1331164.55

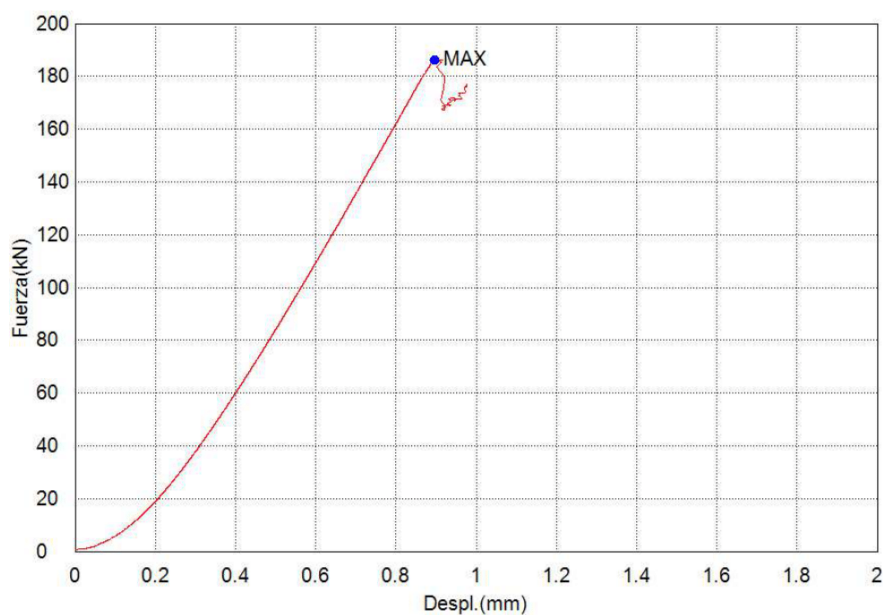
Volumen de material extraído diario (m ³)	2247.83
Tonelaje de material extraído diario (t)	5282.40

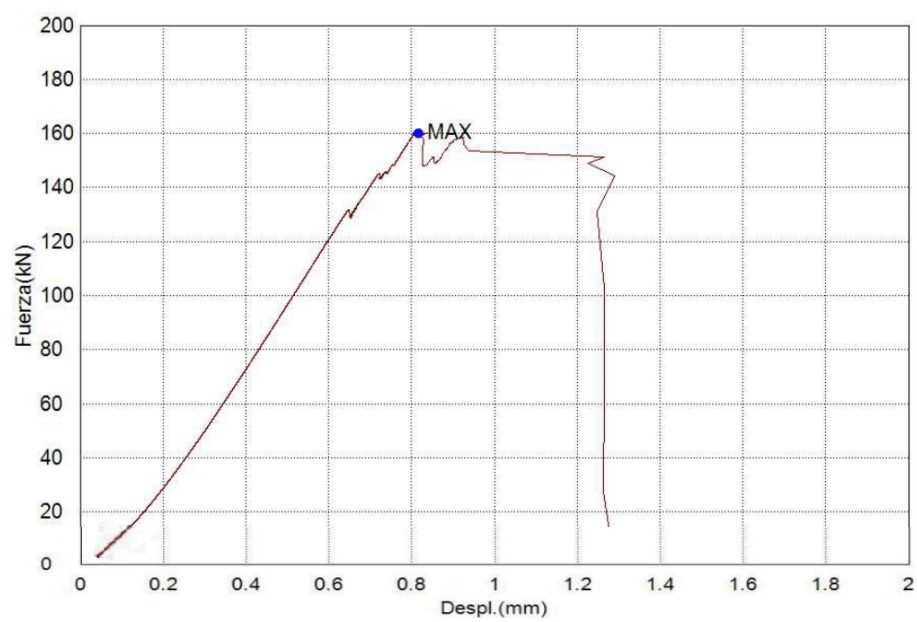
Apéndice B3. Reporte de ensayo de resistencia a la compresión simple.

Diseño de Explotación Minera de Materiales de Construcción en el Bloque Noreste de la Concesión Cerro Grande 1, Durán-Ecuador

Palabra llave		Nombre de producto	
Nombre de archivo de ensayo	Gonzalez.xtux	Nombre de metodo de ensayo	compesion roca.xmux
Fecha de informe	12/5/2019	Fecha de ensayo	12/5/2019
Modo de Ensayo	Sencillo	Tipo de ensayo	Compresion
Velocidad	0.75N/mm2/sec	Forma	Cilindrica
Nºde partidas:	1	Nºde muestras:	2

Nombre	Max._Fuerza	Max._Tension	Max._Desplazamiento
Parametros	Calc. at Entire Areas	Calc. at Entire Areas	Calc. at Entire Areas
Unidad	kN	N/mm2	mm
MLS-02-N	186.354	76.0546	0.89700
MLS-03-N	160.222	65.7420	0.81688
Media	173.288	70.8983	0.85694
Desviacion Estandar	18.4781	7.29211	0.05665
Rango	26.1320	10.3126	0.08012





Apéndice C

Apéndice C1. Mapeo de estaciones geomecánicas

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

ESTACIÓN

E1

Nombre del Proyecto:	DISEÑO DE EXPLOTACION MATERIALES DE CONSTRUCCION CONCESION CERRO GRANDE 1, DURÁN-ECUADOR
Zona de estudio:	BLOQUE NORESTE
Coordenadas:	X:634676 Y: 759559 Z: 55m
Ejecutado por:	GONZÁLEZ - PAUCAR
Fecha:	29/10/2019

# Fract/ml	RQD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4
1	100	NUMERO DE FRACTURAS	31			
2	98	CONTADAS EN (m):	1.00			
3	96	ESPACIAMIENTO MEDIO(m)	X 0.03			
4	94	FRACTURAS / METRO	λ 31.0			
5	91	Nº DE FRACT./m3	Jv 31.00			
6	88	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA (I)	RQD (%) 18.5			18.5
7	84	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA (Jv)	RQD (%)			37.5
8	81	Número de golpes	No			
9	77	Resistencia a la compresión	MPa			28.6

SISTEMA RMR

PARÁMETROS	VALOR	RANGO						VALOR
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	28.6	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	X 25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	4	
RQD (%)	18.47	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	X <25 (3)	5	
Espaciamiento de discontinuidades (m)	0.06	>2m (20)	0.6-2 m (15)	0.2-0.6m (10)	X 0.06-0.2m (8)	< 0.06m (5)	6	

CONDICION DE DISCONTINUIDADES

Familia	Buz.	/D. Buz	f/m	Persistencia	X	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	6
J1	20	210		Abertura	X	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	X 0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
J1	19	198		Rugosidad	X	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	6
J1	14	210		Relleno	X	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	X Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	2
				Alteración	X	Sana (6)	Lig. Interpe. (5)	X Mod. Interpe. (3)	Muy Interpe. (2)	Descompuesta (0)	3

Agua subterránea

Orientación	X	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	15
							20 41

RMR₈₉ (Basico) = 51
 RMR₈₉ (Corregido) = 51
 RMR₈₉ (Condiciones Secas)= 51

Condiciones secas

JRC (BARTON BANDIS)	20	RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	III
		DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	

MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)					
TRAMO	A	B	C	D	PROMEDIO
Matriz	15	24	15	22	22.4 R
	24	28	21	38	
	15	22			28.6
Junta					

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS

D	SISTEMA DE DIACLASA
Fn	SISTEMA DE FALLAS
C	CONTACTO
MF	MICRO FALLA
UCS	RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE
Sv	ESFUERZO VERTICAL

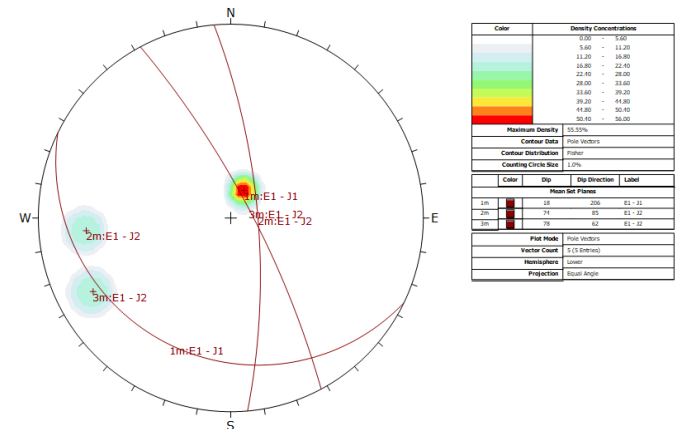
FOTO ESTACIÓN GEOMECÁNICA



OBSERVACIONES

NINGUNA

SKETCH



FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

ESTACIÓN

E1

Nombre del Proyecto:	DISENO DE EXPLOTACION MATERIALES DE CONSTRUCCION CONCESION CERRO GRANDE 1, DURÁN-ECUADOR
Zona de estudio:	BLOQUE NORESTE
Coordenadas:	X:634676 Y: 759559 Z: 55m
Ejecutado por:	GONZÁLEZ - PAUCAR
Fecha:	29/10/2019

SISTEMA RMR

PARÁMETROS	VALOR	RANGO					VALOR
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	28.6	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7) X	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	4
RQD (%)	19.91	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8) X	<25 (3)	5
Espaciamiento de discontinuidades (m)	0.015	>2m (20)	0.8-2 m (15)	0.2-0.6m (10)	0.06-0.2m (8) X	< 0.06m (5)	5

CONDICION DE DISCONTINUIDADES										
Familia	Buz.	/D. Buz	f/m	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	
J2	78	62		Abertura	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5) X	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
J2	74	85		Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	6
				Relleno	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	6
				Alteración	Sana (6)	Lig. Intempe. (5) X	Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)	3

Agua subterránea										
					X	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)
										15

Orientación										
										0
										21
										22
										23
										24
										25
										26
										27
										28
										29
										30

Condiciones secas										
										54
										54
										54

RMR										
JRC (BARTON BANDIS)	14	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0				III
										28
										29
										20

# Fract/ml	ROD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4
1	100	NUMERO DE FRACTURAS	30			
2	98	CONTADAS EN (m):	1.00			
3	96	ESPACIAMIENTO MEDIO(m)	X	0.03		
4	94	FRACTURAS / METRO	λ	30.0		
5	91	Nº DE FRACT./m3	Jv	30.00		
6	88	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA (I)	RQD (%)	19.9		19.9
7	84	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA (Jv)	RQD (%)			40.0
8	81	Número de golpes	No			
9	77	Resistencia a la compresión	MPa			28.6

MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)					
TRAMO	A	B	C	D	PROMEDIO
Matriz	15	24	15	22	22.4 R
	24	28	21	38	
	15	22			
Junta					28.6

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	SISTEMA DE DIACLASA
Fn	SISTEMA DE FALLAS
C	CONTACTO
MF	MICRO FALLA
UCS	RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE
Sv	ESFUERZO VERTICAL

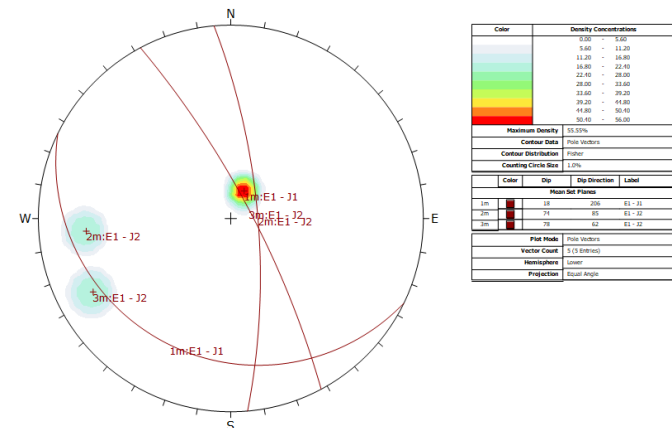
FOTO ESTACIÓN GEOMECÁNICA



OBSERVACIONES

NINGUNA

SKETCH



FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

ESTACIÓN
E2

Nombre del Proyecto:	DISEÑO DE EXPLOTACIÓN MATERIALES DE CONSTRUCCIÓN CONCESION CERRO GRANDE 1, DURÁN-ECUADOR
Zona de estudio:	BLOQUE NORESTE
Coordenadas:	X:634510 Y: 9759512 Z: 27m
Ejecutado por:	GONZÁLEZ - PAUCAR
Fecha:	29/10/2019

# Fract/ml	RQD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4
1	100	NUMERO DE FRACTURAS	17			
2	98	CONTADAS EN (m):	1.00			
3	96	ESPACIAMIENTO MEDIO(m)	X 0.06			
4	94	FRACTURAS / METRO	λ 17.0			
5	91	Nº DE FRACT./m3	Jv 17.00			
6	88	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA (I)	RQD (%) 49.3			49.3
7	84	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA (Jv)	RQD (%)			72.5
8	81	Número de golpes	No			
9	77	Resistencia a la compresión	MPa			43.7

SISTEMA RMR

PARAMETROS	VALOR	RANGO						VALOR
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	43.7	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	X 25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	5	
RQD (%)	49.32	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	X 25-50 (8)	<25 (3)	10	
Espaciamento de discontinuidades (m)	0.075	>2m (20)	0.6-2 m (15)	0.2-0.6m (10)	X 0.06-0.2m (8)	< 0.06m (5)	6	

CONDICION DE DISCONTINUIDADES

Familia	Buz.	/D. Buz	f/m	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	X > 20 m (0)	0
J1	12	206		Abertura	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	X 1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	1
J1	6	200		Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	6
J1	16	198		Relleno	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	X Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	0
				Alteración	Sana (6)	Lig. Interpe. (5)	X Mod. Interpe. (3)	Muy Interpe. (2)	Descompuesta (0)	3

Agua subterránea

Orientación	X	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	0
							15

Condiciones secas

JRC (BARTON BANDIS)	20	RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	46
		DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	III

RMR₈₉ (Basico) = 46
 RMR₈₉ (Corregido) = 46
 RMR₈₉ (Condiciones Secas)= 46

FOTO ESTACIÓN GEOMECÁNICA



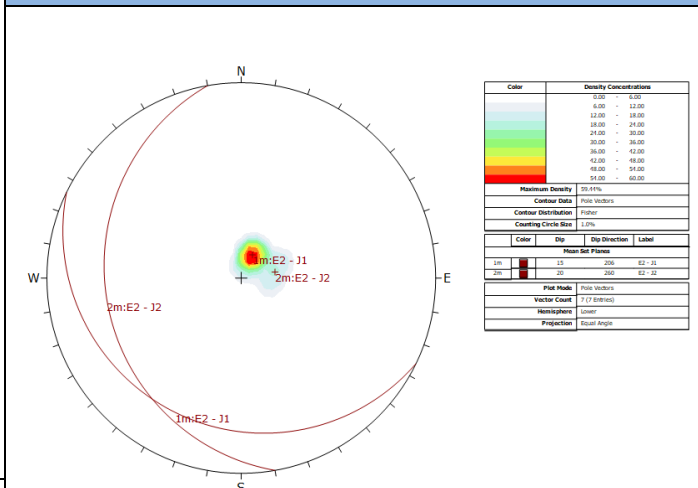
OBSERVACIONES

NINGUNA

MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)					
TRAMO	A	B	C	D	PROMEDIO
Matriz	56	61	67	45	50.2 R
	64	55	52	26	
	43	33			43.7
Junta	16	18	18		17.3 R

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	SISTEMA DE DIACLASA
Fn	SISTEMA DE FALLAS
C	CONTACTO
MF	MICRO FALLA
UCS	RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE
Sv	ESFUERZO VERTICAL

SKETCH



FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

ESTACIÓN

E2

Nombre del Proyecto:	DISEÑO DE EXPLOTACION MATERIALES DE CONSTRUCCION CONCESION CERRO GRANDE 1, DURÁN-ECUADOR
Zona de estudio:	BLOQUE NORESTE
Coordenadas:	X:634510 Y: 9759512 Z: 27m
Ejecutado por:	GONZÁLEZ - PAUCAR
Fecha:	29/10/2019

# Fract/ml	RQD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4
1	100	NUMERO DE FRACTURAS	16			
2	98	CONTADAS EN (m):	1.00			
3	96	ESPACIAMIENTO MEDIO(m)	X 0.06			
4	94	FRACTURAS / METRO	λ 16.0			
5	91	N° DE FRACT./m3	Jv 16.00			
6	88	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA (R) RQD (%)	52.5			52.5
7	84	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA (Jv) RQD (%)				75.0
8	81	Número de golpes	No			
9	77	Resistencia a la compresión	MPa			43.7

SISTEMA RMR

PARAMETROS	VALOR	RANGO						VALOR
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	43.7	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	X 25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	5	
RQD (%)	52.49	90-100 (20)	75-90 (17)	X 50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	11	
Espaciamiento de discontinuidades (m)	0.095	>2m (20)	0.6-2 m (15)	X 0.2-0.6m (10)	0.06-0.2m (8)	< 0.06m (5)	7	

CONDICION DE DISCONTINUIDADES

Familia	Buz.	/D. Buz	f/m	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	X > 20 m (0)	0
J2	17	277		Abertura	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	X 0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
J2	18	210		Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	6
J2	16	210		Relleno	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro > 5mm (2)	X Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	0
J2	24	248		Alteración	Sana (6)	Lig. Interpe. (5)	X Mod. Interpe. (3)	Muy Interpe. (2)	Descompuesta (0)	3

Agua subterránea

Orientación	X	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	15
							0

RMR₈₉ (Basico) = 51
 RMR₈₉ (Corregido) = 51
 RMR' ₈₉ (Condiciones Secas)= 51

Condiciones secas

JRC (BARTON BANDIS)	14	RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	III
		DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	

MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)					
TRAMO	A	B	C	D	PROMEDIO
Matriz	56	61	67	45	50.2 R
	64	55	52	26	
	43	33			43.7
Junta	16	18	18		17.3 R

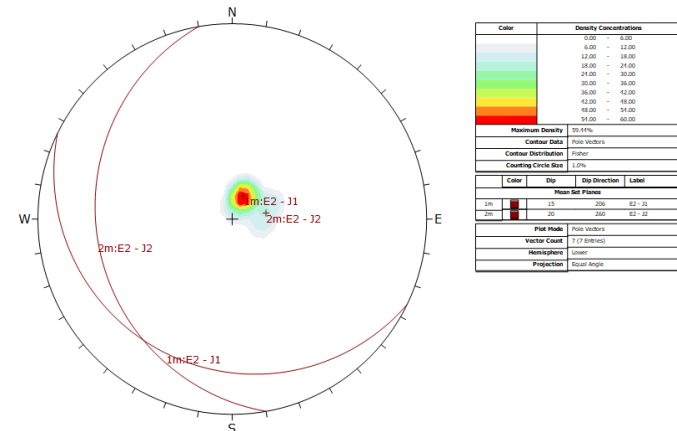
ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS

D	SISTEMA DE DIACLASA
F _n	SISTEMA DE FALLAS
C	CONTACTO
MF	MICRO FALLA
UCS	RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE
Sv	ESFUERZO VERTICAL

FOTO ESTACIÓN GEOMECÁNICA



SKETCH



OBSERVACIONES

NINGUNA

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

ESTACIÓN

E3

Nombre del Proyecto:	DISENO DE EXPLOTACION MATERIALES DE CONSTRUCCION CONCESION CERRO GRANDE 1, DURÁN-ECUADOR
Zona de estudio:	BLOQUE NORESTE
Coordenadas:	X:634619 Y: 9759459 Z: 40m
Ejecutado por:	GONZÁLEZ - PAUCAR
Fecha:	30/10/2019

SISTEMA RMR

PARÁMETROS	VALOR	RANGO							VALOR
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	41.2	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	X 25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)			5
RQD (%)	56.40	90-100 (20)	75-90 (17)	X 50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)			11
Espaciamiento de discontinuidades (m)	0.260	>2m (20)	0.8-2 m (15)	X 0.2-0.6m (10)	0.06-0.2m (8)	< 0.06m (5)			9

CONDICION DE DISCONTINUIDADES										
Familia	Buz.	/D. Buz	f/m	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	X > 20 m (0)	0
J1	20	192		Abertura	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	X 0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
J1	10	200		Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	X Lisa (1)	Espejo de falla (0)	1
J1	20	214		Relleno	Limpia (6)	X Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4
J1	18	198		Alteración	Sana (6)	X Lig. Interpe. (5)	Mod. Interpe. (3)	May Interpe. (2)	Descompuesta (0)	5

Agua subterránea											
					X	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	15

Orientación										
										0

Condiciones secas											
										RMR ₈₉ (Basico) =	54
										RMR ₈₉ (Corregido) =	54
										RMR ₈₉ (Condiciones Secas)=	54

JRC (BARTON BANDIS)	7	RMR					III
		100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	
		DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA

# Fract/ml	ROD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4
1	100	NUMERO DE FRACTURAS	15			
2	98	CONTADAS EN (m):	1.00			
3	96	ESPACIAMIENTO MEDIO(m)	X 0.07			
4	94	FRACTURAS / METRO	λ 15.0			
5	91	Nº DE FRACT./m3	Jv 15.00			
6	88	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA (I)	RQD (%) 56.4			56.4
7	84	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA (Jv)	RQD (%)			77.5
8	81	Número de golpes	No			
9	77	Resistencia a la compresión	MPa			41.2

MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)					
TRAMO	A	B	C	D	PROMEDIO
Matriz	51	54	31	39	57.1 R
	63	65	66	65	
	63	54			41.2
Junta	29	38	25	15	23.5 R
	23	16	17	16	
	34	32			29.9

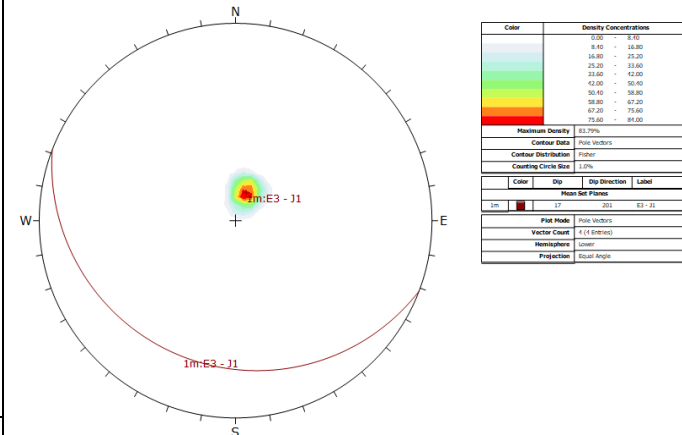
ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	SISTEMA DE DIACLASA
Fn	SISTEMA DE FALLAS
C	CONTACTO
MF	MICRO FALLA
UCS	RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE
Sv	ESFUERZO VERTICAL

FOTO ESTACIÓN GEOMECÁNICA



OBSERVACIONES
NINGUNA

SKETCH



FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

ESTACIÓN

E4

Nombre del Proyecto:	DISEÑO DE EXPLOTACIÓN MATERIALES DE CONSTRUCCIÓN CONCESIÓN CERRO GRANDE 1, DURÁN-ECUADOR
Zona de estudio:	BLOQUE NORESTE
Coordenadas:	X: 634453 Y: 9759544 Z: 8m
Ejecutado por:	GONZÁLEZ - PAUCAR
Fecha:	30/10/2019

# Fract/ml	RQD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4
1	100	NUMERO DE FRACTURAS	17			
2	98	CONTADAS EN (m):	1.00			
3	96	ESPACIAMIENTO MEDIO(m)	X 0.06			
4	94	FRACTURAS / METRO	λ 17.0			
5	91	Nº DE FRACT./m3	Jv 17.00			
6	88	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA (RQD)	RQD (%) 49.3			49.3
7	84	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA (Jv)	RQD (%)			72.5
8	81	Número de golpes	No			
9	77	Resistencia a la compresión	MPa			43.8

SISTEMA RMR

PARAMETROS	VALOR	RANGO					VALOR
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	43.8	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	X 25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	5
RQD (%)	49.32	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	X 25-50 (8)	<25 (3)	10
Espaciamiento de discontinuidades (m)	0.185	>2m (20)	0.6-2 m (15)	0.2-0.6m (10)	X 0.06-0.2m (8)	<0.06m (5)	8

CONDICION DE DISCONTINUIDADES

Familia	Buz.	/D. Buz	f/m	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	X > 20 m (0)	0
J1	16	193		Abertura	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	X 0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
J1	10	173		Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	X Lisa (1)	Espejo de falla (0)	1
J1	24	210		Relleno	Limpia (6)	X Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4
J1	20	185		Alteración	Sana (6)	X Lig. Interpe. (5)	Mod. Interpe. (3)	Muy Interpe. (2)	Descompuesta (0)	5

Agua subterránea

Orientación	<1m long. (6)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	15
	X Seco (15)					0

Condiciones secas

JRC (BARTON BANDIS)	7	RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	52
		DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	III

RMR₈₉ (Basico) = 52
 RMR₈₉ (Corregido) = 52
 RMR' ₈₉ (Condiciones Secas)= 52

FOTO ESTACIÓN GEOMECÁNICA



OBSERVACIONES

NINGUNA

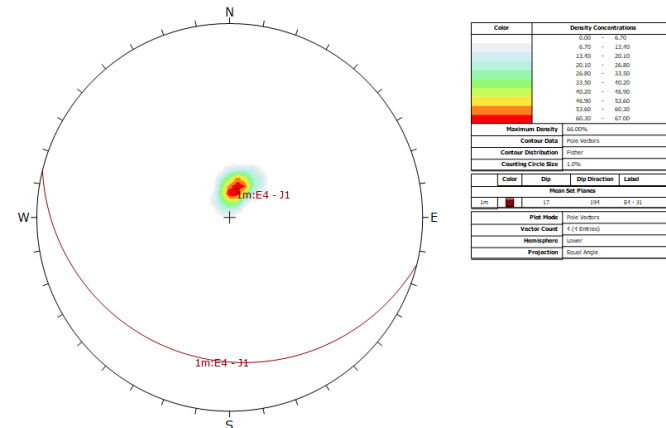
MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)

TRAMO	A	B	C	D	PROMEDIO
Matriz	48	48	47	34	44.3 R
	57	62	15	55	
	58	59			43.8
Junta	20	34	19	27	26.2 R
	14	31	14	48	
	29	36			33

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS

D	SISTEMA DE DIACLASA
F _n	SISTEMA DE FALLAS
C	CONTACTO
MF	MICRO FALLA
UCS	RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE
S _v	ESFUERZO VERTICAL

SKETCH



FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

ESTACIÓN

E5

Nombre del Proyecto:	DISEÑO DE EXPLOTACIÓN MATERIALES DE CONSTRUCCIÓN CONCESIÓN CERRO GRANDE 1, DURÁN-ECUADOR
Zona de estudio:	BLOQUE NORESTE
Coordenadas:	X: 634827 Y: 9759511 Z: 23m
Ejecutado por:	GONZÁLEZ - PAUCAR
Fecha:	30/10/2019

# Fract/ml	RQD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4
1	100	NUMERO DE FRACTURAS		24		
2	98	CONTADAS EN (m):		1.00		
3	96	ESPACIAMIENTO MEDIO(m)	X	0.04		
4	94	FRACTURAS / METRO	λ	24.0		
5	91	Nº DE FRACT./m3	Jv	24.00		
6	88	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA (R)	RQD (%)	30.8		30.8
7	84	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA (Jv)	RQD (%)			55.0
8	81	Número de golpes	No			
9	77	Resistencia a la compresión	MPa			39.5

SISTEMA RMR

PARAMETROS	VALOR	RANGO					VALOR
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	39.5	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	X 25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	5
RQD (%)	30.84	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	X 25-50 (8)	<25 (3)	7
Espaciamento de discontinuidades (m)	0.075	>2m (20)	0.6-2 m (15)	0.2-0.6m (10)	X 0.06-0.2m (8)	< 0.06m (5)	6

CONDICION DE DISCONTINUIDADES

Familia	Buz.	/D. Buz	f/m	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	X > 20 m (0)	0
J1	12	188		Abertura	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	X 0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
J1	20	205		Rugosidad	Muy rugosa (6)	X Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	5
J1	18	215		Relleno	Limpia (6)	X Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4
J1	24	206		Alteración	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	X Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)	3

Agua subterránea

Orientación	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	X > 20 m (0)	0
	X Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	15

Condiciones secas

JRC (BARTON BANDIS)	11	RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	III
		DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	

RMR₈₉ (Basico) =

49

RMR₈₉ (Corregido) =

49

RMR₈₉ (Condiciones Secas)=

49

FOTO ESTACIÓN GEOMECÁNICA



OBSERVACIONES

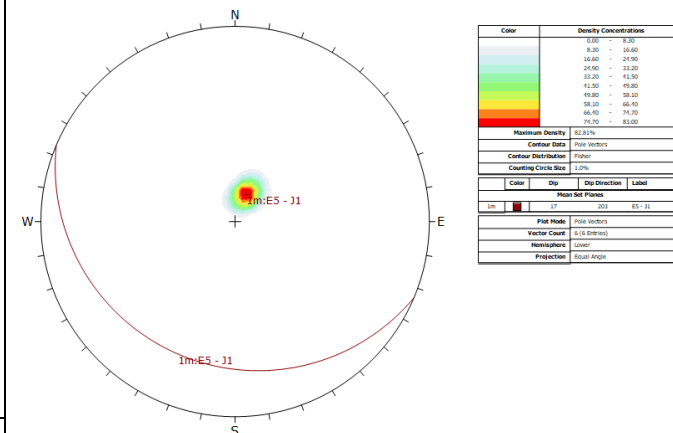
NINGUNA

MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)					
TRAMO	A	B	C	D	PROMEDIO
Matriz	66	64	51	58	59.8 R
	70	64	66	59	
	61	39			
Junta	47	48	46	19	38.4 R
	50	45	14		

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS

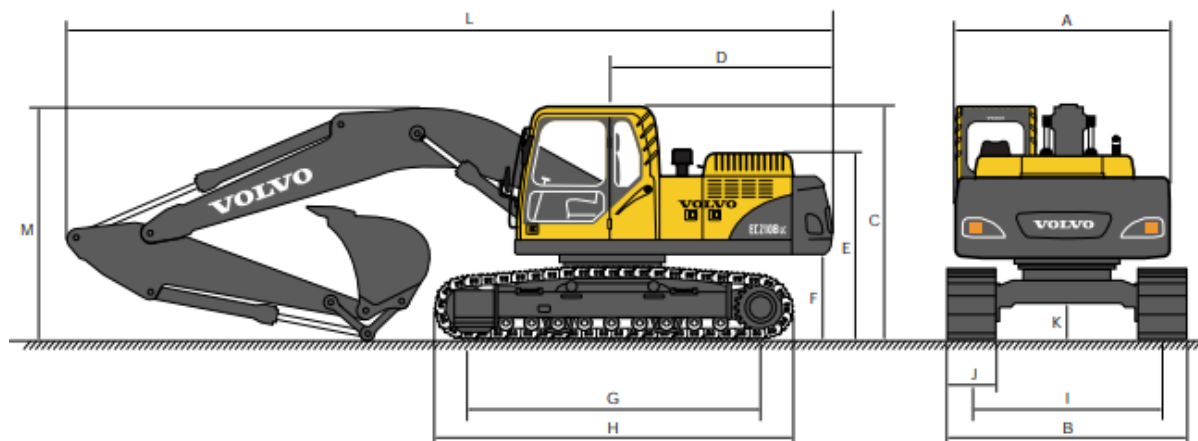
D	SISTEMA DE DIACLASA
F _n	SISTEMA DE FALLAS
C	CONTACTO
MF	MICRO FALLA
UCS	RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE
S _v	ESFUERZO VERTICAL

SKETCH



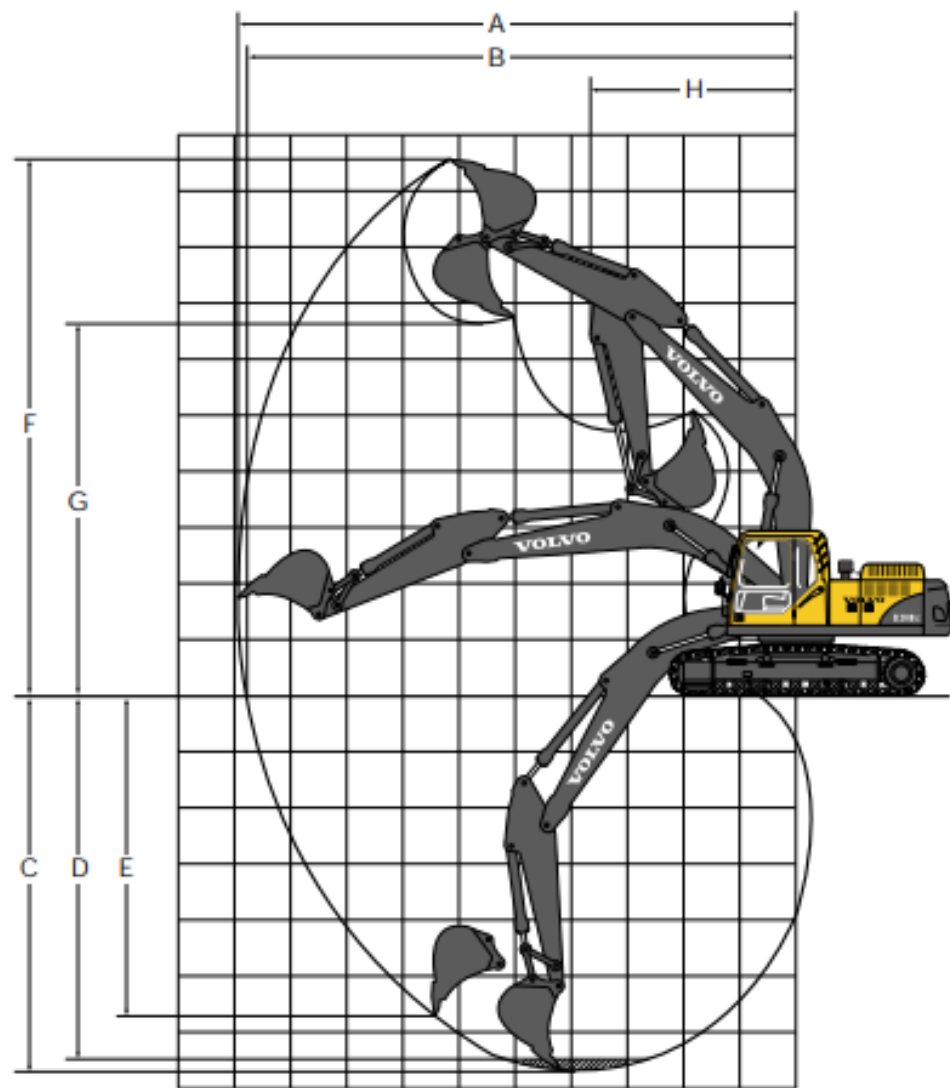
Apéndice D

Apéndice D1. Características de la excavadora VOLVO EC 210 BLC



Aguilón	Unidad	Est. 5,7 m, 18' 8"		
Brazo		2,5 m, 8' 2"	Est. 2,9 m, 9' 6"	3,9 m, 12' 10"
A. Ancho total de la superestructura	mm, ft-in	2.700, 8' 10"	2.700, 8' 10"	2.700, 8' 10"
B. Ancho total	mm, ft-in	3.190, 10' 6"	3.190, 10' 6"	3.190, 10' 6"
C. Altura total de cabina	mm, ft-in	2.930, 9' 7"	2.930, 9' 7"	2.930, 9' 7"
D. Radio de giro de cola	mm, ft-in	2.850, 9' 4"	2.850, 9' 4"	2.850, 9' 4"
E. Altura total hasta la cubierta del motor	mm, ft-in	2.330, 7' 8"	2.330, 7' 8"	2.330, 7' 8"
F. Claro del contrapeso *	mm, ft-in	1.025, 3' 4"	1.025, 3' 4"	1.025, 3' 4"
G. Largo del tambor	mm, ft-in	3.660, 12' 0"	3.660, 12' 0"	3.660, 12' 0"
H. Largo de la oruga	mm, ft-in	4.460, 14' 8"	4.460, 14' 8"	4.460, 14' 8"
I. Ancho de la oruga	mm, ft-in	2.390, 7' 10"	2.390, 7' 10"	2.390, 7' 10"
J. Ancho de zapata	mm, in	800, 32"	800, 32"	800, 32"
K. Claro mínimo desde nivel de piso *	mm, ft-in	460, 1' 6"	460, 1' 6"	460, 1' 6"
L. Largo total	mm, ft-in	9.750, 32' 0"	9.690, 31' 9"	9.670, 31' 9"
M. Altura total del aguilón	mm, ft-in	3.120, 10' 3"	3.000, 9' 10"	3.550, 11' 8"

* Sin garra de la zapata



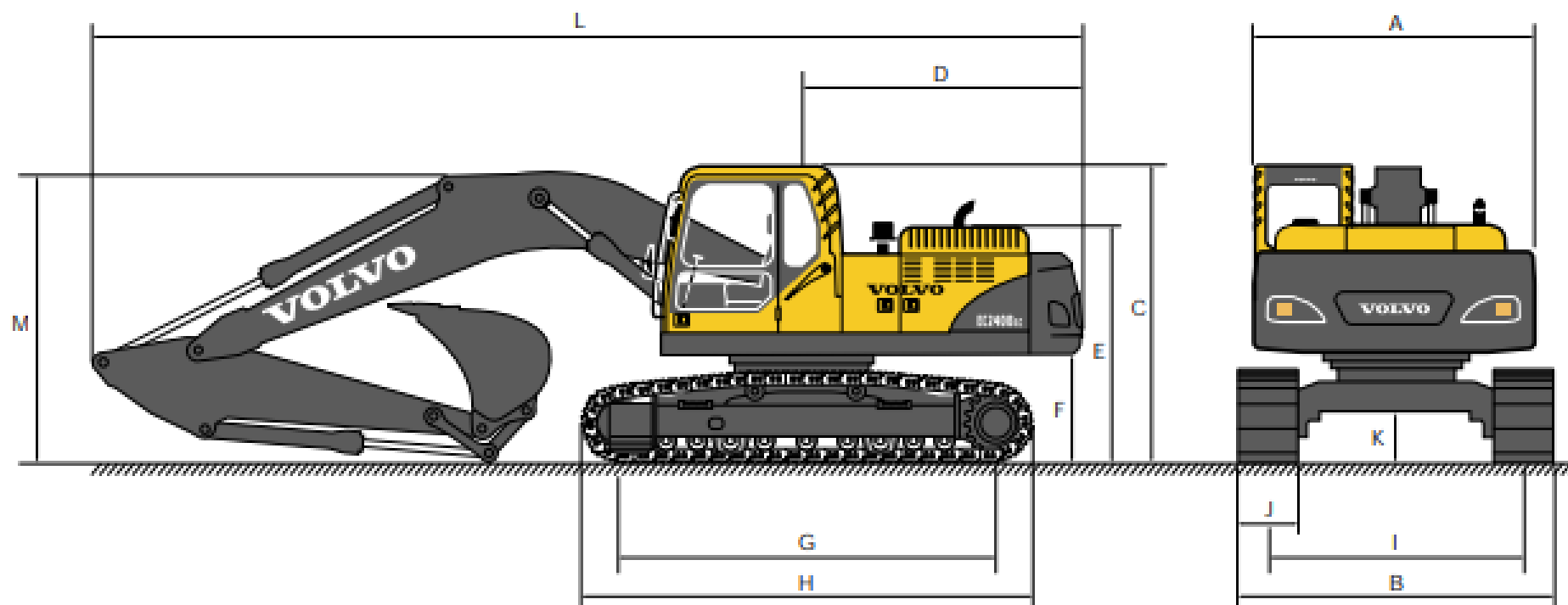
• Máquina con cucharón de perno

Aguilón	Unidad	Est. 5,7 m, 18' 8"		
Brazo		2,5 m, 8' 2"	Est. 2,9 m, 9' 6"	3,9 m, 12' 10"
A. Alcance máx. de excavación	mm, ft-in	9.540, 31' 4"	9.940, 32' 7"	10.760, 35' 4"
B. Alcance máx. de excavación a nivel de piso	mm, ft-in	9.350, 30' 8"	9.750, 32' 0"	10.610, 34' 10"
C. Profundidad máx. de excavación	mm, ft-in	6.330, 20' 9"	6.730, 22' 1"	7.730, 25' 4"
D. Profundidad máx. de excavación (a nivel de 8')	mm, ft-in	6.110, 20' 1"	6.510, 21' 4"	7.550, 24' 9"
E. Profundidad máx. de excavación en pared vertical	mm, ft-in	5.520, 18' 1"	5.830, 19' 2"	6.570, 21' 7"
F. Altura máx. de corte	mm, ft-in	9.220, 30' 3"	9.450, 31' 0"	9.620, 31' 7"
G. Altura máx. de volteo	mm, ft-in	6.430, 21' 1"	6.650, 21' 10"	6.850, 22' 6"
H. Radio mínimo de giro frontal	mm, ft-in	3.670, 12' 0"	3.650, 12' 0"	3.640, 11' 11"

• Fuerzas de excavación con cucharón de perno

Aguilón	Unidad	Est. 5,7 m, 18' 8"		
Brazo		2,5 m, 8' 2"	Est. 2,9 m, 9' 6"	3,9 m, 12' 10"
Radio de punta de cucharón	mm, ft-in	1.470, 58"	1.470, 58"	1.470, 58"
Fuerza de perforación – Cucharón (Normal / Refuerzo de potencia) SAE	kN lb	122,6 / 130,4 27.560 / 29.330	122,6 / 130,4 27.560 / 29.330	122,6 / 130,4 27.560 / 29.330
Fuerza de desgarre – Brazo (Normal / Refuerzo de potencia) SAE	kN lb	110,4 / 117,2 24.830 / 26.350	95,6 / 103,0 21.500 / 23.150	80,2 / 86,3 18.040 / 19.400
Ángulo de rotación, cucharón	grados	175°	175°	174°

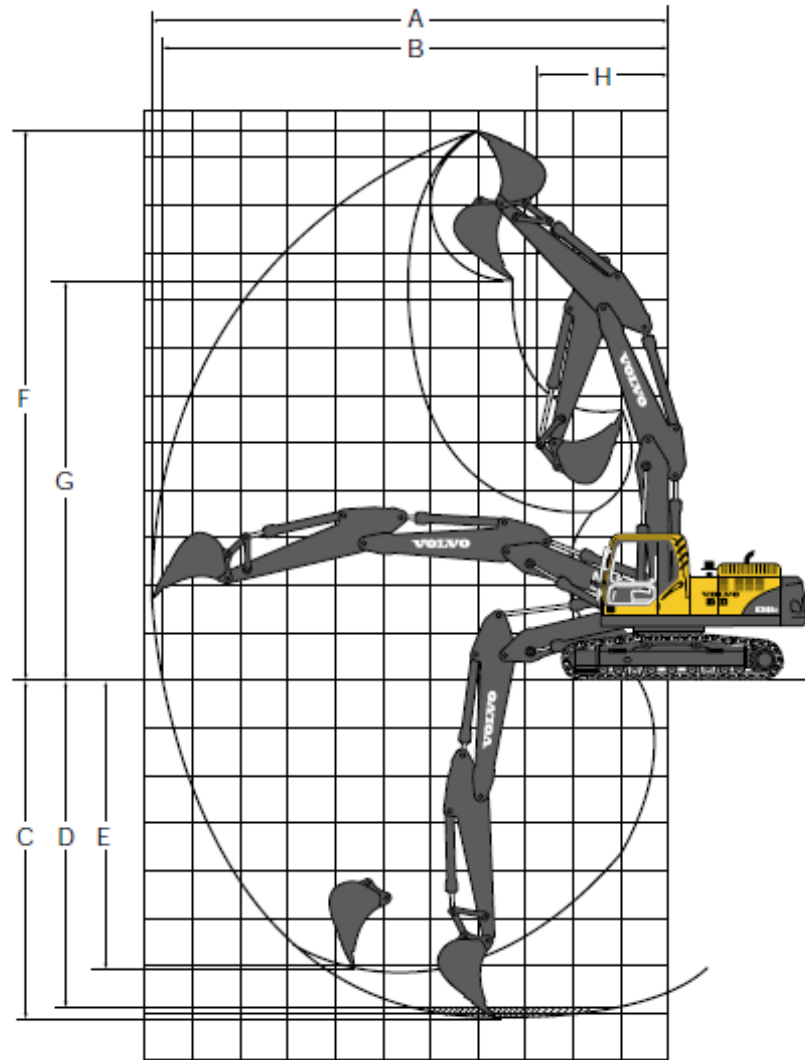
Apéndice D2. Características de la excavadora VOLVO EC 240 BLC



• Máquina carro largo

Descripción	Unidad	Pluma de 6,0 m		
		Brazo de 2,5 m	Brazo de 2,97 m	Brazo de 3,6 m
A. Ancho total de la superestructura	mm	2 840	2 840	2 840
B. Ancho total	mm	3 190	3 190	3 190
C. Altura total de la cabina	mm	2 990	2 990	2 990
D. Radio de giro de la cola	mm	2 850	2 850	2 850
E. Altura total de la cubierta del motor	mm	2 390	2 390	2 390
F. Altura del contrapeso *	mm	1 080	1 080	1 080
G. Distancia entre ejes	mm	3 850	3 850	3 850
H. Longitud de cadena	mm	4 650	4 650	4 650
I. Ancho de vía	mm	2 590	2 590	2 590
J. Anchura de cadena	mm	600	600	600
K. Altura mínima al suelo *	mm	470	470	470
L. Longitud total	mm	10 110	10 020	10 100
L'. Longitud total	mm	10 050	10 020	10 030
M. Altura total a la pluma	mm	3 220	3 040	3 220
M'. Altura total a la pluma	mm	3 240	3 160	3 380

* Tejas lisas



● Pluma de 2 piezas de 5,95 m con cazo de montaje directo

Descripción	Unidad	Pluma de 2 piezas de 5,9 m		
		Brazo de 2,5 m	Brazo de 2,97 m	Brazo de 3,6 m
A. Alcance máximo de excavación	mm	9 890	10 290	10 780
B. Alcance máximo de excavación sobre el suelo	mm	9 710	10 110	10 610
C. Profundidad máxima de excavación	mm	6 040	6 480	7 050
D. Profundidad máxima de excavación útil	mm	5 930	6 380	6 950
E. Profundidad máxima de excavación en pared vertical	mm	5 110	5 590	6 020
F. Altura de corte máxima	mm	11 080	11 340	11 580
G. Altura máxima de descarga	mm	8 010	8 270	8 530
H. Radio mínimo de giro frontal	mm	2 790	2 550	2 720

● Fuerzas de excavación con cazo de montaje directo

Descripción	Unidad	Pluma de 2 piezas de 5,9 m		
		Brazo de 2,5 m	Brazo de 2,97 m	Brazo de 3,6 m
Radio de cazo	mm	1 540	1 540	1 540
Fuerza de arranque (Normal/Refuerzo de potencia)	SAE kN	143,2 / 156,9	143,2 / 156,9	143,2 / 156,9
Fuerza de arranque (Normal/Refuerzo de potencia)	ISO kN	160,8 / 175,5	160,8 / 175,5	160,8 / 175,5
Fuerza de penetración (Normal/Refuerzo de potencia)	SAE kN	125,2 / 137,0	108,8 / 118,7	97,1 / 105,9
Fuerza de penetración (Normal/Refuerzo de potencia)	ISO kN	129,0 / 141,1	111,1 / 121,6	99,0 / 108,2
Ángulo de giro, cazo	grados	177	177	177

Apéndice D3. Características de la perforadora Atlas Copco ECM 590RC

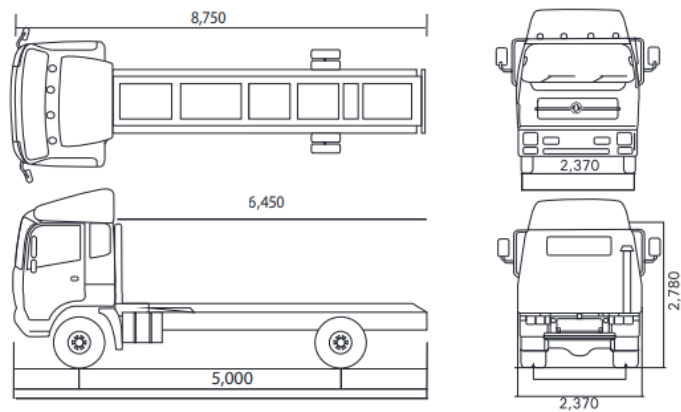
Technical data ECM 590RC		
Recommended hole range		
Hole range	64-115 mm	2½"-4½"
Drill steel dimensions	T38,T45,T51	
Rod handling capacity		
Hole depth	22 m	72'
Hydraulic rock drill		
Yamamoto/YH80A		
Impact power, max.	16.4 kW	22 HP
Rotation speed	0-160 rpm	
Torque max.	578 Nm	426 ft.lbf
Engine		
Cummins QSB6.7		
Rating at 2350 rpm	164 kW	220 HP
Emission control level	Stage 3	Tier III
Fuel tank		
Capacity	378 l	~100 US gal.
Compressor		
Working pressure, max.	9.7 bar	140 psi
FAD (Free Air Delivery)	118 l/s	250 cfm
Boom variant		
Type	Extension	
Boom extension	762 mm	30"
Feed		
Feeding system	Chain	
Feed length, total	7 366 mm	24'2"
Travel length	4 674 mm	15'4"
Feed extension	1 219 mm	4'
Feed rate, max.	0.71 m/s	139 ft/min
Feed force, max.	23 kN	5200 lbf
Pull force, max	23 kN	5200 lbf
Tramming		
Tramming speed max.	3.3 km/h	2 mph
Traction force	81.73 kN	18 373 lbf
Hill climbing ability	30°	
Track oscillation	±10°	
Ground clearance	457 mm	18"
Transport dimensions, approximately		
Weight	11.1 tonnes	24500lb
Width	2.62 m	8'7"
Height	2.92 m	9'7"
Length	8.94 m	29'4"

Apéndice D4. Características del volquete Dongfeng KINGRUN 20



Dimensiones

DEE	5,000 mm.
Ancho	2,370 mm.
Largo	8,750 mm.
Alto	2,780 mm.
Largo Carrozable Máximo	7,100 mm.
Voladizo Delantero	1,370 mm.
Voladizo Posterior	2,350 mm.



Aros - Neumáticos

Aros	8.25 x 22.5"
Neumáticos	275/80R x 22.5"

Apéndice E

Apéndice E1. Lista de explosivos y accesorios EXPLOCEN C.A.



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 ½ 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 ½ x 8	Caja (Box) 25 kg	3.75 \$ USD / kg	93.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 ¼ 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 ½	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 (dxl) (1 vástago)	Caja (Box) 25 kg	11.63 \$ USD / kg	290.75 \$ USD / CAJA (Box)
APD 175gr. de 33x153 mm (dxl) (1 vástago)	Caja (Box) 25 kg	11.63 \$ USD / kg	290.75 \$ USD / CAJA (Box)
APD 225gr. de 41x123 mm (dxl) (1 vástago)	Caja (Box) 25 kg	11.63 \$ USD / kg	290.75 \$ USD / CAJA (Box)
APD 450gr. de 68x85 mm (dxl) (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 94x51mm (dxh)	Caja (Box) 25 kg	13.57 \$ USD / kg	339.25 \$ USD / CAJA (Box)
225gr. de 90x66 mm (dxh)	Caja (Box) 25 kg	13.57 \$ USD / kg	339.25 \$ USD / CAJA (Box)
450gr. de 120x75 mm (dxh)	Caja (Box) 25 kg	13.57 \$ USD / kg	339.25 \$ USD / CAJA (Box)
1500gr. De 188x101 mm (dxh)	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 ½ x 16	Caja (Box) 25 kg	3.39 \$ USD / kg	84.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 ½ x 8	Caja (Box) 25 kg	3.39 \$ USD / kg	84.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 ¼ x 8	Caja (Box) 25 kg	3.39 \$ USD / kg	84.75 \$ USD / CAJA (Box)
1 ¼ 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 ¾ x 16	Caja (Box) 25 kg	3.39 \$ USD / kg	84.75 \$ USD / CAJA (Box)
2 ½ x 16	Caja (Box) 25 kg	3.39 \$ USD / kg	84.75 \$ USD / CAJA (Box)
2 ¼ 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)			
Cordón 5gr.	Rollo 500 m	0.25 \$ USD / m	125.00 \$ USD / ROLLO (Reel)
Cordón 10gr.	Rollo 500 m	0.31 \$ USD / m	155.00 \$ USD / ROLLO (Reel)
Cordón 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 3,6m de cable FANEL	Caja (Box) 100 Unidades	2.99 \$ USD / Unidad	
No eléctricos MS/LP de 3,8m 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 CTD) ms 4.8 m	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 período

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)

CrnI. Miguel Reyes Cordero
GERENTE GENERAL

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

Ing. Jorge Loya S. MGCP
JEFE DE COMERCIALIZACION