

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

Optimización del Diseño de Explotación de la Cantera CEPELES en la Parroquia
Taura, Cantón Naranjal, Ecuador

PROYECTO INTEGRADOR

Previo a la obtención del Título de:

Ingeniero en Minas

Presentado por:

Adolfo León Villaquirán Engracia
Cristhian Alejandro Aguilar Aguilar

GUAYAQUIL - ECUADOR

Año: 2018

DEDICATORIA

Dedicamos este proyecto a nuestros padres, porque gracias a su esfuerzo nos brindaron una nueva oportunidad para el estudio y autosuperación.

Los Autores

AGRADECIMIENTOS

Nuestros más sinceros agradecimientos a nuestra Directora y Tutores por la ayuda constante para que este proyecto se desarrolle, como también al Ing. Víctor Haro por la acogida en las instalaciones de la concesión para poder desarrollar y reforzar nuestras habilidades.

Los Autores

DECLARACIÓN EXPRESA

“Los derechos de titularidad y explotación, nos corresponde conforme al reglamento de propiedad intelectual de la institución; *Adolfo León Villaquirán Engracia* y *Cristhian Alejandro Aguilar Aguilar* 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”

Adolfo León Villaquirán
Engracia

Cristhian Alejandro
Aguilar Aguilar

EVALUADORES

.....
Silvia Catalina Loaiza Ambuludí, Ph.D

DIRECTORA DE LA MATERIA

.....
Teresa del Rocío Estupiñán Martínez, MSc.

PROFESORA TUTORA

.....
Esmilka Guerra López, MSc.

PROFESORA TUTORA

RESUMEN

La Concesión minera CEPELES, con 10 ha de extensión se encuentra ubicada en el cantón Naranjal, donde se desarrolla un método de extracción ligado a conocimientos empíricos. En la concesión se aplican métodos de arranque, perforación y voladura para la obtención del material pétreo en los tres frentes de trabajo, donde se clasifica el material de acuerdo con el grado de meteorización, por ende, existe la posibilidad de optimizar indicadores de las operaciones del diseño de explotación actual, para la correcta y eficiente extracción de materiales áridos y pétreos. La producción está sujeta directamente a la demanda del mercado.

El estudio comprendió tres fases, la revisión bibliográfica, una segunda compuesta por toma de datos (mediciones en campo), ensayos de laboratorio para muestras obtenidas en los frentes de explotación y obtención de resultados técnicos y operativos (carga, perforación - voladura, diseño de explotación), económicos (costos de carga, perforación – voladura, análisis financiero global) y ambientales para posterior proceso de optimización.

La concesión posee reservas de basalto estimadas en 3'689665.07 m³ catalogada como roca de calidad media. Es así como, de acuerdo con los resultados obtenidos, se propone reducir el ángulo y altura final de los bancos para que se incremente el factor de seguridad, recomendándose un nuevo diseño de explotación por el método de Canteras, por banqueo descendente. Respecto a la carga y perforación – voladura se logra una reducción de costos operativos y aumento en la productividad de la maquinaria disponible. Este proyecto ha contribuido en la consolidación de conocimientos y criterios aplicados a Minería de Superficie, nuevos aprendizajes en campo y experiencias reforzando el trabajo cooperativo.

Palabras Clave: CEPELES, Cantera, Optimización, Diseño Explotación, Reservas, Indicadores.

ABSTRACT

The CEPELES mining concession, it has 10 hectares of extension it's located in Naranjal canton where a method of extraction has been developed linked to empiric knowledge. In the concession boot, perforation and blasting methods are applied for the petrous material obtainment on all three fronts, where the material is classified according to the level of weathering. Therefore, it exists the possibility to optimize indicators of the design's operations of the actual exploitation for the correctly and efficient extraction of arid and petrous materials. The production is directly linked with the market demand.

The study incorporated three phases the bibliographic revision, data collection (field measurements), laboratory essays for samples obtained in fronts of exploitation and obtaining technical and operational results (load, perforation - blasting, exploitation designs), economics (costs of load, perforation – blasting, global financial analysis) and for subsequent environmental optimization process.

The concession has stockpiles of basalt estimated in 3'689665.07 m³ catalogued as quality medium rock.

Furthermore, according to the obtained results, it is proposed to reduce the final angle and elevation of the bank to increase the fact of security, it recommends a new design of exploitation by the Cantera's method by descending levels. Respect to the load and perforation – blasting it achieves an operative costs reduction and the increasing of the productivity of the machinery available. This project has contributed in the consolidation of knowledge and applied judgments to the Surface Mining, new field learnings and experiences intensifying the cooperative work.

Keywords: *CEPELES, Cantera, Optimization, Exploitation Design, Stockpiles, Indicators.*

ÍNDICE GENERAL

RESUMEN	I
ABSTRACT.....	II
ABREVIATURAS	VIII
SIMBOLOGÍA.....	IX
ÍNDICE DE IMÁGENES E ILUSTRACIONES	X
ÍNDICE DE TABLAS	XIII
1. INTRODUCCIÓN.....	1
1.1 Descripción del problema	2
1.2 Justificación del problema	2
1.3 Objetivos	3
1.3.1 Objetivo General	3
1.3.2 Objetivos específicos	3
1.4 Marco Teórico	3
1.5 Información Base	8
1.5.1 Ubicación Geográfica.....	8
1.5.2 Vías de acceso y comunicación	8
1.5.3 Topografía General.....	9
1.5.4 Hidrografía.....	10
1.5.5 Meteorología.....	10
1.5.6 Flora	11
1.5.7 Fauna	11
1.5.8 Zonas Protegidas.....	12
1.5.9 Organigrama de la concesión	13
1.5.10 Normativa legal que rige el estudio para la licencia ambiental	14
CAPÍTULO 2.....	18

2.	METODOLOGÍA.....	18
2.1	Metodología General.....	18
2.2	Metodología para Campo / Toma de Datos	19
2.2.1	Geología.....	19
2.2.2	Geomecánica.....	19
2.2.3	Maquinaria de carga	22
2.2.4	Diseño de Explotación	23
2.2.5	Topografía	23
2.2.6	Perforación y Voladura	24
2.3	Metodología para Laboratorio	25
2.3.1	Petrografía.....	25
2.3.2	Resistencia a la compresión Simple (R.C.S).....	31
2.3.3	Densidad	32
2.4	Metodología Ambiental.....	32
2.4.1	Identificación de Impactos Ambientales	33
2.4.2	Evaluación de Impactos Ambientales	33
2.4.3	Criterios Para la caracterización de Impactos.	34
2.4.4	Jerarquización de Impactos Ambientales.....	38
2.5	Fórmulas	39
2.5.1	Geomecánica.....	39
2.5.2	Maquinaria de carga	39
2.5.3	Parámetros de Explotación	40
2.5.4	Perforación y Voladura	43
2.5.5	Costos, horarios e inversiones.....	48
	CAPÍTULO 3.....	52
3.	RESULTADOS Y ANÁLISIS	52
3.1	Geología	52

3.1.1	Geología Regional	52
3.1.2	Geología Local.....	53
3.1.3	Petrografía.....	57
3.2	Geotecnia.....	59
3.2.1	Calidad del Macizo Rocos.....	59
3.2.2	Parámetros de Resistencia del Macizo Rocos.....	59
3.2.3	RCS (Resistencia a la compresión simple)	60
3.2.4	Densidad del material	61
3.2.5	Análisis cinemático de los EGMs	61
3.2.6	Análisis de cuñas (Programa Swedge)	73
3.3	Topografía.....	74
3.3.1	Topografía de la concesión.....	74
3.3.2	Cálculo de Reservas.....	74
3.3.3	Volumen real por extraer	76
3.4	Diseño de explotación	81
3.5	Factores de Seguridad (F.S)	82
3.5.1	Cuñas	82
3.5.2	Taludes.....	83
3.6	Técnicos - Carga	87
3.7	Técnicos - Voladura	90
3.8	Técnico-Económico.....	95
3.8.1	Costo de Operación de Carga y Voladura para Frente 1 y 3.....	95
3.8.1	Costo de Operación de Carga para Frente 2	97
3.9	Análisis financiero global	99
3.10	Ambiental	102
3.10.1	De los impactos ambientales evaluados y sus indicadores	105
3.11	Resumen de Optimización de Indicadores	113

3.11.1	Carga (Volvo EC290C)	113
3.11.2	Perforación y Voladura	114
3.11.3	Parámetros de Explotación	115
3.11.4	Costos Carga.....	115
3.11.5	Costos Voladura	116
3.11.6	Análisis financiero Global.....	117
CAPÍTULO 4.....		118
4.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	118
4.1	Conclusiones.....	118
4.2	Recomendaciones.....	120
CAPÍTULO 5.....		121
5.	BIBLIOGRAFÍA	121
Anexos		124
Anexo A.1		125
Anexo A.2		126
Anexo B.1		127
Anexo B.2		128
Anexo B.3		129
aNEXO B.4		130
ANEXO B.5.....		131
ANEXO B.6.....		135
ANEXO B.7		135
ANEXO B.8		136
ANEXO B.9		137
ANEXO B.10.....		137
ANEXO C.1		138
ANEXO C.2.....		139

ANEXO C.3.....	141
ANEXO C.4.....	142
ANEXO C.5.....	142
ANEXO C.6.....	145
ANEXO C.7.....	146
Anexo D.....	149
Anexo E.....	150
Anexo F.....	151

ABREVIATURAS

ESPOL	Escuela Superior Politécnica del Litoral
EGMs	Estaciones Geomecánicas
RQD	Rock Quality Designation
RMR	Rock Mass Rating
RCS	Resistencia a la Compresión Simple
GSI	Geological Strenght Index
RGB	Red Green Blue
UAV	Unmanned Aerial Vehicle
TIR	Tasa Interna de Retorno
VAN	Valor Actual Neto
EIA	Estudio de Impacto Ambiental
SUIA	Sistema Único de Información Ambiental
ANFO	Ammonium Nitrate – Fuel Oil
GPS	Global Positioning System
F.S	Factor de Seguridad

SIMBOLOGÍA

m ³	Metro cúbico
ha	Hectárea
λ	Índice de fracturas por metro lineal
°	Grados
km	Kilómetro
msnm	Metros sobre el Nivel del Mar
N-S	Norte – Sur
E-W	Este – Oeste
mm	Milímetros
°C	Grados Celsius
Art.	Artículo
min	Minutos
MPa	Mega Pascales
MN	Mega Newtons
m	Metros
%	Tanto por ciento

ÍNDICE DE IMÁGENES E ILUSTRACIONES

Imagen 1.1.- Vía de conexión (línea color azul) con la vía Troncal de la Costa (Google, 2018).....	9
Imagen 1.2.- Perfil longitudinal en la concesión CEPELES (Google, 2018).....	9
Imagen 1.3.- Perfil transversal (línea de color amarillo) (Google, 2018)	10
Imagen 1.4.- Estación meteorológica Milagro (M0037) (INAMHI, 2017)	11
Imagen 1.5.- Reserva Ecológica Manglares de Churute (polígono de contorno verde) (Google, 2018)	12
Imagen 2.1.- Retroexcavadora Volvo-EC290C (Autores, 2018)	22
Imagen 2.2.- Fotografía del diseño de explotación actual (Autores, 2018)	23
Imagen 2.3.- Calibración del dron en campo (Autores, 2018).....	24
Imagen 2.4.- Perforadora y Compresor en frente de explotación (Autores, 2018)	25
Imagen 2.5.- Ensayo de dureza (Autores, 2018)	26
Imagen 2.6.- Ensayo de reactividad (Autores, 2018).....	26
Imagen 2.7.- Ensayo de Magnetismo (Autores, 2018).....	26
Imagen 2.8.- Muestra de campo (Autores, 2018)	27
Imagen 2.9.- Muestras fragmentadas a analizar (Autores, 2018)	27
Imagen 2.10.- Disco cortador (Autores, 2018)	28
Imagen 2.11.- Proceso de Corte (Autores, 2018)	28
Imagen 2.12.- Disco cortador (Autores, 2018)	28
Imagen 2.13.- Producto final de corte (Autores, 2018)	29
Imagen 2.14.- Eliminación de impurezas (Autores, 2018)	29
Imagen 2.15.- Máquina Pulidora (Autores, 2018)	30
Imagen 2.16.- Proceso de secado de Resina (Autores, 2018).....	30
Imagen 2.17.- Lámina delgada para análisis microscópico. (Autores, 2018)	30
Imagen 2.18.- Microscopio electrónico (Autores, 2018).....	31
Imagen 2.19.- Máquina de compresión uniaxial Shimadzu (Autores, 2018)	32
Imagen 3.1.- Afloramiento constituido de material altamente meteorizado con material arcilloso (Autores, 2018)	54
Imagen 3.2.- Afloramiento con intercalaciones con material arcilloso (Autores, 2018) .	55
Imagen 3.3.- Lado derecho del tercer frente de explotación, en donde se evidencia material meteorizado y sin meteorizar (Autores, 2018).....	56
Imagen 3.4.- Visualización microscópica (Autores, 2018)	57

Imagen 3.5.- Estructura de cuña en los frentes de las EGMs (de izquierda a derecha y de arriba hacia abajo EGM1, EGM2, EGM3, EGM4) (Autores, 2018)	73
Ilustración 1.1- Rotura por cuña (Bordehore, 2008).....	6
Ilustración 1.2.- Organigrama de la Concesión (Autores, 2018)	13
Ilustración 2.1.- Metodología General del proyecto	18
Ilustración 2.2.- Plataforma de Trabajo.....	42
Ilustración 3.1.- Formaciones en los alrededores del área de estudio: KPñ (Formación Piñón); QLa (llanura aluvial: arcillas, limos y arenas). (Mapa Geológico de la República del Ecuador de Eguez et al., 2017)	52
Ilustración 3.2.-Clasificación químico - mineralógica de las rocas ígneas (plutónicas y volcánica) así como variación de alguna de sus propiedades más destacadas.....	58
Ilustración 3.3.- Red Estereográfica de EGM1 (Rocscience, 2004a)	62
Ilustración 3.4.- Direcciones de cuñas y Plano de Corte, red estereográfica	63
Ilustración 3.5.- Red estereográfica con el círculo de fricción interna (rojo) EGM1 (Rocscience, 2004a)	64
Ilustración 3.6.- Red estereográfica con el círculo de fricción interna (rojo) EGM1 (Rocscience, 2004a)	66
Ilustración 3.7.-. Rotura por cuña, red estereográfica, EGM2 (Rocscience, 2004a).....	67
Ilustración 3.8.- Red estereográfica con el círculo de fricción interna (rojo) EGM2 (Rocscience, 2004a)	67
Ilustración 3.9.- Red Estereográfica de EGM3 (Rocscience, 2004a)	69
Ilustración 3.10.- Red Estereográfica de EGM3 (Rocscience, 2004a)	70
Ilustración 3.11.- Red estereográfica con el círculo de fricción interna (rojo) EGM3 (Rocscience, 2004a)	70
Ilustración 3.12.- Red Estereográfica de EGM4 (Rocscience, 2004a)	71
Ilustración 3.13.- Red Estereográfica de EGM4.....	72
Ilustración 3.14.- Red estereográfica con el círculo de fricción interna (rojo) EGM4 (Rocscience, 2004a)	72
Ilustración 3.15.-Cálculo de reservas por el método de perfiles, para los 3 frentes de explotación(Autodesk, 2016)	75

Ilustración 3.16.-Ejemplo de corte de un perfil para cálculo de reserva(Autodesk, 2016)	75
Ilustración 3.17.- Ubicación de los perfiles en el mapa topográfico (valores numéricos en metros) (Autores, 2018)	76
Ilustración 3.18.- De izquierda a derecha y de arriba hacia abajo perfiles transversales 1, 2, 3, 4 y 5 (Valores de mediciones en metros y ángulo en grados) (Autores, 2018)	79
Ilustración 3.19.-Bloques para obtención de volúmenes (Valores de mediciones en metros) (Autores, 2018)	80
Ilustración 3.20.- Angulo final del talud (valores de ancho de berma y altura de banco en metros) (Autores, 2018)	82
Ilustración 3.23.- F.S para el talud actual (Autores, 2018)	83
Ilustración 3.24.- Factor de seguridad del Perfil 1 (Autores, 2018)	84
Ilustración 3.25.- Factor de seguridad del Perfil 2 (Autores, 2018)	84
Ilustración 3.26.- Factor de seguridad del Perfil 3 (Autores, 2018)	85
Ilustración 3.27.- Factor de seguridad del Perfil 4 (Autores, 2018)	85
Ilustración 3.28.-Ángulos de Giro (Actual y Optimizado) para el ciclo de carga(Autores, 2018)	89
Ilustración 3.29.-Malla de voladura empleada	91
Ilustración 3.30.-Disminución del costo mensual para la roca volada, frente 1 y 3 (Autores, 2018)	96
Ilustración 3.31.- Disminución del costo mensual para la roca cargada, frente 1 y 3 (Autores, 2018)	97
Ilustración 3.32.- Disminución del costo mensual para la roca cargada, frente 2 (Autores, 2018)	98
Ilustración 3.33.- Flujo de fondo neto acumulado (Actual) (Autores, 2018)	100
Ilustración 3.34.- Flujo de fondo neto acumulado (Optimizado) (Autores, 2018)	101
Ilustración 3.35.- Histograma de componente Vs Riesgo de Impacto (Línea negra es el límite mínimo para riesgo alto y línea verde límite máximo para riesgo alto, y límite mínimo para intolerable) (Autores, 2018)	103

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1.- Información del área de estudio (GAD Taura, 2015)	8
Tabla 1.2.- Normativa en la que se rige el E.I.A (MAE, 2018).....	14
Tabla 2.1.- Coordenadas de los puntos de levantamiento de información geológica (Autores, 2018)	19
Tabla 2.2.- Coordenadas (WGS-84) de la Estaciones Geomecánicas (Autores, 2018)	19
Tabla 2.3.- RQD (%) (Priest & Hudson, 1976)	20
Tabla 2.4.- Orientación del rumbo y buzamiento de las discontinuidades (Jordá, 2014)	21
Tabla 2.5.- Clasificación según RMR (Jordá, 2014)	21
Tabla 2.6.- Puntuación y descripción para el criterio Severidad (Cardno, 2016).....	34
Tabla 2.7.- Puntuación y descripción para el criterio Probabilidad de ocurrencia (Cardno, 2016).....	35
Tabla 2.8.- Puntuación y descripción para el criterio Extensión (Cardno, 2016)	35
Tabla 2.9.- Puntuación y descripción para el criterio Intensidad (Cardno, 2016)	36
Tabla 2.10.- Puntuación y descripción para el criterio Duración (Cardno, 2016)	36
Tabla 2.11.- Puntuación y descripción para el criterio Desarrollo (Cardno, 2016)	36
Tabla 2.12.- Puntuación y descripción para el criterio Recuperación (Cardno, 2016) ..	37
Tabla 2.13.-Puntuación y descripción para el criterio Interacción (Cardno, 2016)	37
Tabla 2.14.- Grado de Riesgo y Acciones por tomar (Cardno, 2016)	38
Tabla 2.15.- Porcentaje aplicable a la maquinaria según condiciones (IGME, 1995)...	51
Tabla 3.1.- Ubicación de Puntos de levantamiento de muestras (WGS-84) (Autores, 2018).....	53
Tabla 3.2.- Descripción mesoscópica P1 (Autores, 2018)	54
Tabla 3.3.- Descripción mesoscópica P2 (Autores, 2018)	56
Tabla 3.4.- Clasificación de Rocas por composición y origen (Autores, 2018).....	58
Tabla 3.5.- Calidad del macizo rocoso (Autores, 2018)	59
Tabla 3.6.- Parámetros de cada EGM (Autores, 2018).....	59
Tabla 3.7.- Datos obtenidos del ensayo de RCS (Autores, 2018).....	60
Tabla 3.8.- R.C.S para EGM medido con esclerómetro (Autores, 2018)	61
Tabla 3.9.- Resistencia a la compresión simple y su condición	61
Tabla 3.10.- Factores de seguridad para cada estación geomecánica (Autores, 2018)	74
Tabla 3.11.- Reservas calculadas en la Concesión CEPELES (Autores, 2018)	76

Tabla 3.12.- Volumen del talud final de explotación (Autores, 2018)	80
Tabla 3.13.- Valores para los parámetros de diseño de explotación (Autores, 2018) ..	81
Tabla 3.14.- FS. Optimizado por cada EGM (Autores, 2018).....	82
Tabla 3.15.- F.S para los taludes finales (Autores, 2018)	86
Tabla 3.16.- Especificaciones Volvo EC290C (Catálogo Volvo EC290C) (Anexo E) (Autores, 2018)	87
Tabla 3.17.- Tiempos de ciclo de Volvo EC290C (Actual) (Autores, 2018).....	87
Tabla 3.18.- Demoras (paradas) y Ku (coeficiente de utilización) para la excavadora Volvo EC290C (Actual) (Autores, 2018)	88
Tabla 3.19.- Producción horaria Volvo EC290C (Actual) (Autores, 2018).....	88
Tabla 3.20.- Tiempos de ciclo de Volvo EC290C (Optimizado) (Autores, 2018).....	89
Tabla 3.21.- Demoras y Ku para la excavadora Volvo EC290C (Optimizado) (Autores, 2018).....	90
Tabla 3.22.- Producción horaria Volvo EC290C (Optimizado) (Autores, 2018).....	90
Tabla 3.23.- Ficha de ANFO (Carga de columna) (Autores, 2018)	91
Tabla 3.24.- Ficha de Booster (Carga de Fondo) (Autores, 2018)	92
Tabla 3.25.- Ficha de Fulminante N°8 (Autores, 2018).....	92
Tabla 3.26.- Ficha de mecha de seguridad (Actual) (Autores, 2018).....	92
Tabla 3.27.- Parámetros de la perforación y voladura (Actual) (Autores, 2018).....	93
Tabla 3.28.- Parámetros de la perforación y voladura (Optimizado) (Autores, 2018)....	94
Tabla 3.29.- Costos de operación de voladura y carga para los frentes 1 – 3 (Actual) (Autores, 2018)	95
Tabla 3.30.- Costos de operación de voladura y carga para los frentes 1 - 3 (Optimizado) (Autores, 2018)	96
Tabla 3.31.- Costos de operación de carga para el frente 2 (actual) (Autores, 2018) ...	97
Tabla 3.32.- Costos de operación de carga para el frente 2 (optimizado) (Autores, 2018)	98
Tabla 3.33.- Fondo de Flujo Neto (Actual) (Autores, 2018)	99
Tabla 3.34.- TIR y VAN para modelo económico (Actual) (Autores, 2018)	100
Tabla 3.36.-Fondo de Flujo Neto (Optimizado) (Autores, 2018)	101
Tabla 3.37.- TIR y VAN para modelo económico (Optimizado) (Autores, 2018)	102
Tabla 3.39.- Impactos ambientales, Concesión minera CEPELES (Autores, 2018)....	102
Tabla 3.40.- Impactos clasificados por riesgos (Autores, 2018).....	103

Tabla 3.41.- Impactos ambientales, recomendaciones y relación con indicadores (Autores, 2018)	104
Tabla 3.42.- Plan de prevención y mitigación de impactos (MAE, 2018)	105
Tabla 3.43.- Plan de Contingencias (MAE, 2018)	107
Tabla 3.44.- Plan de comunicación, capacitación y educación (MAE, 2018)	108
Tabla 3.45.- Plan de seguridad ocupacional y seguridad industrial (MAE, 2018)	109
Tabla 3.46.- Plan de manejo de desechos (MAE, 2018).....	110
Tabla 3.47.- Plan de relaciones comunitarias (MAE, 2018)	111
Tabla 3.48.- Plan de rehabilitación en áreas afectadas (MAE, 2018)	112
Tabla 3.49.- Comparación de indicadores Técnicos de Carga (Autores, 2018)	113
Tabla 3.50.- Comparación de indicadores Técnicos de Perforación y Voladura (Autores, 2018).....	114
Tabla 3.51.- Comparación de indicadores Técnicos de diseño de explotación (Autores, 2018).....	115
Tabla 3.52.- Comparación indicadores económicos de carga para frente 1 y 3 (Perforación y Voladura) (Autores, 2018)	115
Tabla 3.53.- Comparación indicadores económicos de carga para frente 2 (Arranque mecánico) (Autores, 2018)	116
Tabla 3.54.- Comparación de indicadores de costo de voladura (Autores, 2018)	116
Tabla 3.55.- Comparación de indicadores de análisis financiero global (Autores, 2018)	117

CAPÍTULO 1

1. INTRODUCCIÓN

La concesión minera CEPELES, ubicada en la parroquia Taura cantón Naranjal, se encuentra dentro de la categoría de Pequeña Minería para Materiales Áridos y Pétreos, como lo expresa su Título Minero en la Resolución No. 04-03-2016-GADMCN-MAP-0129-RES (“Título Minero CEPELES,” 2016). La concesión no posee estudios previos a su explotación, y la información que tiene está estrechamente relacionada con conocimientos empíricos. La actividad minera en la concesión tiene un tiempo de operación aproximado de 8 meses en la que se obtienen dos tipos de productos pétreos, clasificados de acuerdo con el grado de meteorización. La concesión posee un área de aproximadamente 10 ha, y la empresa VHAROCORP S.A es el operador de la concesión y responsable de proveer la maquinaria para la producción.

El ritmo de producción se marca directamente con la demanda del mercado de la construcción, es decir, no existe una producción regular a cumplir, además, el material sobrante se almacena en pilas. La concesión también permite mediante acuerdos (permisos de operación), que otras concesiones o grupos extraigan el material dentro de su área.

Para la extracción del material, el operador opta por realizar perforación y voladura o simplemente arranque mecánico, dependiendo del grado de meteorización del material. Se separa el área de extracción en tres frentes. Aquellos materiales donde se usa perforación y voladura pertenecen al Frente 1 y 3 de explotación, para el Frente 1 se encuentra un afloramiento de rocas color azulado a grisáceo, de aparentemente buena resistencia y difícil remoción mediante arranque mecánico. El material que pertenece al Frente 3 es roca de color grisáceo a negro con más diaclasamientos y poco menos resistente en comparación con el Frente 1, en el cual también se emplea perforación y voladura.

El material presente en el Frente 2 corresponde a una roca altamente meteorizada, de color café, éste es extraído como material de relleno mediante arranque mecánico.

Es recomendable entonces, y al haber expuesto la situación actual de la operación minera de la concesión, que se realice un levantamiento de información competente en el que se involucre parámetros de operación que permita *optimizar el diseño de explotación actual* con los requerimientos que la cantera necesite.

1.1 Descripción del problema

La necesidad de contar con un estudio que permita el levantamiento de información necesaria donde se involucre parámetros técnicos de operación para el conocimiento de la situación actual de la cantera, con el cual se puede elaborar un diseño optimizado de explotación que mejore la eficiencia de los procesos y de la maquinaria involucrada.

1.2 Justificación del problema

Como se ha expuesto anteriormente, la concesión consta con una extensión aproximada de 10 ha y el ritmo de producción no está marcado con regularidad, ya que se ve estrechamente ligado a la necesidad que posee el comprador. La situación actual que posee CEPELES en términos técnicos no es la adecuada debido a que la carencia de información técnica ha llevado a que se desarrolle un “modelo de explotación” desorganizado e ineficiente en procesos y utilización de maquinarias, llevando así a posibles problemas económicos.

El adecuado levantamiento de información técnica, parámetros operativos de la cantera permitirá esclarecer la situación actual, con lo cual será posible que se desarrolle un diseño optimizado de explotación que conlleve operaciones y procesos eficientes que disminuyan la generación de eventualidades que puedan perjudicar al proceso extractivo.

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo General

Optimizar el diseño de explotación actual de la concesión minera CEPELES, código 091154-2015-101 ubicada en la parroquia Taura cantón Naranjal, con el levantamiento de información técnica de parámetros de operación minera para la correcta y eficiente extracción de materiales áridos y pétreos.

1.3.2 Objetivos específicos

- Levantar información geológica y topográfica de la concesión minera, para la determinación de las reservas actuales de material.
- Diagnosticar los parámetros técnicos y operativos de la explotación actual para el establecimiento de los indicadores de optimización.
- Proponer un diseño de explotación factible técnica, económica y ambientalmente acorde a las condiciones actuales de operación.

1.4 Marco Teórico

Los principales conceptos necesarios para el entendimiento del proceso del proyecto corresponden a:

Del Diseño de Explotación

Método de explotación por Contorno: Consiste en la excavación del material transversal al afloramiento o depósito mineral, hasta alcanzar el límite económico. En este método se deja un talud de banco único. (IGME, 1995)

Método de explotación por Cantera: Explotación de rocas industriales y ornamentales, se sitúan muy cercanas a los centros de consumo y poseen dimensiones generalmente reducidas. El sistema de explotación suele ser por banqueos, con uno o varios niveles. (IGME, 1995)

De la Geomecánica:

Estación Geomecánica: Es un conjunto ordenado de características del macizo rocoso, es decir, datos estructurales, litología, calidad de la roca, etc; con el principal objetivo de valorar las características geomecánicas. La cantidad de estaciones en la zona de estudio está en función del tipo de material y presencia de alteraciones que modifiquen la composición de la roca. (Bordehore, 2015)

RQD: Rock Quality Designation, es un valor de la calidad del macizo en función del índice de fracturas por metro lineal. (λ) (Priest & Hudson, 1976)

RMR: Rock Mass Rating, es un sistema de clasificación o índice de calidad del macizo rocoso in situ, es un criterio muy usado en la construcción de obras de ingeniería civil como taludes, túneles, entre otros. (Priest & Hudson, 1976)

RCS: Resistencia a la Compresión Simple, se determina mediante un ensayo directo de resistencia de compresión uniaxial. El ensayo consiste en aplicar una fuerza axial a una probeta cilíndrica, llevándola hasta la rotura mediante una prensa. (Galván Ceballos & Restrepo, 2016)

Programa RocData V3.0: Software que pertenece a la casa Rocscience, es una herramienta útil para el análisis de parámetros de rocas y suelos para el estudio de esfuerzos, cohesión y ángulo de fricción interna. (Rocscience, 2004b)

Criterio Generalizado de Hoek and Brown (2002): Este método fue introducido con el fin de proporcionar datos iniciales (como los esfuerzos principales) del macizo rocoso para todo tipo de proyectos. El criterio partía de las propiedades de la roca intacta y se introducían factores reductores de estas propiedades sobre la base de las características de un macizo rocoso diaclasado. (Hoek, Carranza, & Corkum, 2002) En su versión más reciente (2002) se introduce un factor de disturbancia (D) que sufre el macizo rocoso por la voladura o arranque mecánico.

GSI: Geological Strenght Index, es un sistema e índice de evaluación que se usa para estimar las propiedades del macizo rocoso a partir de dos observaciones fundamentales de campo: la macroestructura en función del grado de fracturación del macizo y la condición de las discontinuidades. (Toro Añazco, 2016)

Programa DIPS V5.1: Software que pertenece a la casa Rocscience para estudiar y visualizar los datos estructurales del macizo rocoso obtenidos de las estaciones geomecánicas, útil en el análisis de redes estereográficas. (Rocscience, 2004b)

Red Estereográfica: Es una proyección azimutal que se usa generalmente en cristalografía y geología estructural donde se establece una relación angular entre las caras de los cristales o de las estructuras geológicas. (Prieto & Gadea, 2002)

Programa Swedge V4.0: Software especializado en el diseño y cálculo de parámetros de estabilidad de cuñas estimando un factor de seguridad. (Rocscience, 2004b)

Factor de Sismicidad: Ecuador al encontrarse en el Cinturón de Fuego del Pacífico y frente a la Zona de Subducción de la Placa de Nazca debajo de la Sudamericana, habrá riesgo o amenaza sísmica, donde se representa mediante un factor adimensional. (NEC, 2014)

Tipos de Rotura en el Macizo Rocos: El análisis cinemático de los taludes que comprenden los diferentes frentes de trabajo en la concesión minera, permitirá el conocimiento de los diferentes tipos de rotura que puedan existir.

- **Rotura por cuña**

Se produce por lo general cuando geométricamente sucede la intersección de dos planos que cortan al talud por encima del pie de este. (Bordehore, 2008)

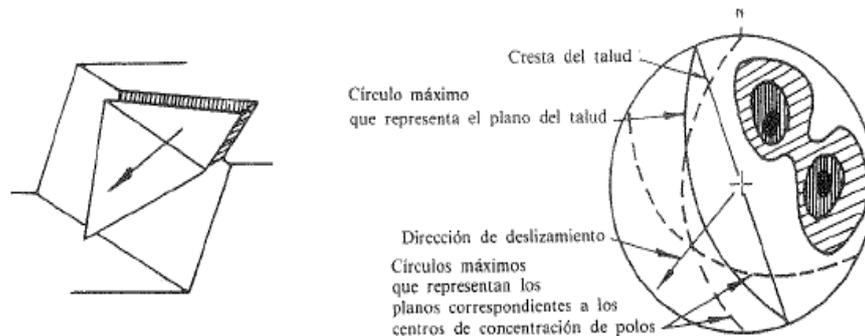


Ilustración 1.1.- Rotura por cuña (Bordehore, 2008)

Para que se produzca un deslizamiento del plano (cuña), se requieren de varias condiciones en relación con la línea de intersección de los planos que forman la cuña. Estas condiciones según Suárez, 1998, son:

- a) La dirección de la línea de intersección debe ser aproximadamente cercana a la del buzamiento de la superficie del talud.
- b) El buzamiento de la línea de intersección debe ser menor que el de la superficie del talud.
- c) La inclinación o buzamiento de la línea de intersección debe ser mayor al ángulo de fricción interna.
- d) Tolerancia de 20° en la dirección de deslizamiento de la cuña respecto a la dirección de inclinación del talud.

De la Topografía

Programa Pix4D: Un paquete de softwares que utiliza algoritmos de fotogrametría y visión por computadora para transformar imágenes RGB (Red, Green, Blue) e multispectrales en mapas y modelos en 3D. (Pix4D, n.d.)

Fotogrametría: Disciplina dedicada a calcular las dimensiones y posicionamiento de los objetos en el espacio, a partir de mediciones efectuadas sobre fotografías, mediante el uso de drones. (Claros, Guevara, & Pacas, 2016)

Programa Civil 3D 2016: Perteneciente a Autodesk, este software es aplicable a proyectos civiles, a los que pertenece los modelamientos de terrenos, es decir manejo de topografía. (Autodesk, n.d.)

De lo Económico

Amortización: Es la disminución en el valor de la propiedad adquirida debido al uso, a su deterioro y a la caída en desuso de un bien. Los factores que determinan la amortización se pueden clasificar como factores físicos, funcionales y tecnológicos. (IGME, 1995)

Los términos utilizados en amortización de los equipos son:

- **Vida útil**, es la duración de la maquinaria usándola de manera normal.
- **Valor residual**, es la estimación del valor de mercado al final de la vida útil de un equipo.
- **Valor en libros**, es la diferencia entre el costo original y la cantidad de amortización cargada hasta la fecha.
- **Valor comercial**, es la cantidad de dinero que se puede tener si este fuera vendido en el mercado actual. (IGME, 1995)

Cargas Indirectas: Estas dependen del precio de la maquinaria por lo que podrán evaluarse juntamente con un porcentaje del valor de esta, pero no debe confundirse como un porcentaje sobre el precio de adquisición de la maquinaria, ya que se ha ido generando una amortización en el valor. (IGME, 1995)

Inversión Media Anual: Es la cantidad media por invertir cada año del periodo de amortización de manera que los intereses producidos por ese capital medio, colocado a una renta anual fijada, durante los "n" años del periodo de amortización, sea igual a la suma de los intereses de las cantidades que quedan pendientes de amortizar durante los " n " años mencionados. (IGME, 1995)

VAN: Es el Valor Actual Neto de los flujos de efectivos netos de una propuesta, entendiéndose por flujos de efectivos netos la diferencia entre los ingresos

periódicos y los egresos periódicos. Si el VAN de un proyecto es mayor o igual a 0 el proyecto se acepta. (Marcos Roberto Mete, 2014)

TIR: Es la Tasa Interna de Retorno, que se define como la tasa de descuento que iguala el valor presente de los ingresos del proyecto con el valor presente de los egresos. Es aquella tasa de interés que, utilizada en el cálculo del VAN, hace que este sea 0. (Marcos Roberto Mete, 2014)

1.5 Información Base

1.5.1 Ubicación Geográfica

La concesión CEPELES está ubicada en el cantón Naranjal perteneciente a la provincia del Guayas, localizada en el sector Cerro Pelado que se encuentra dentro de la parroquia rural Taura, que posee una extensión aproximada de 82671,02 ha; se muestra en el Anexo A.1. (GAD Taura, 2015).

Tabla 1.1.- Información del área de estudio (GAD Taura, 2015)

Superficie (ha)	10 ha Aprox.
Ubicación Geográfica	Parroquia Taura, Cantón Naranjal, Provincia del Guayas
Tipo de Minería	Pequeña Minería en Materiales Áridos y Pétreos

1.5.2 Vías de acceso y comunicación

La vía más cercana a la cantera es “La vía Troncal de la Costa (Panamericana)” se encuentra a 1.56 km del punto de entrada de la cantera, esta vía tiene conexión hacia los sitios Virgen de Fátima, Naranjal, Durán y Guayaquil. Por su corta distancia se facilita la salida del material de la cantera hacia el sector Km 15.

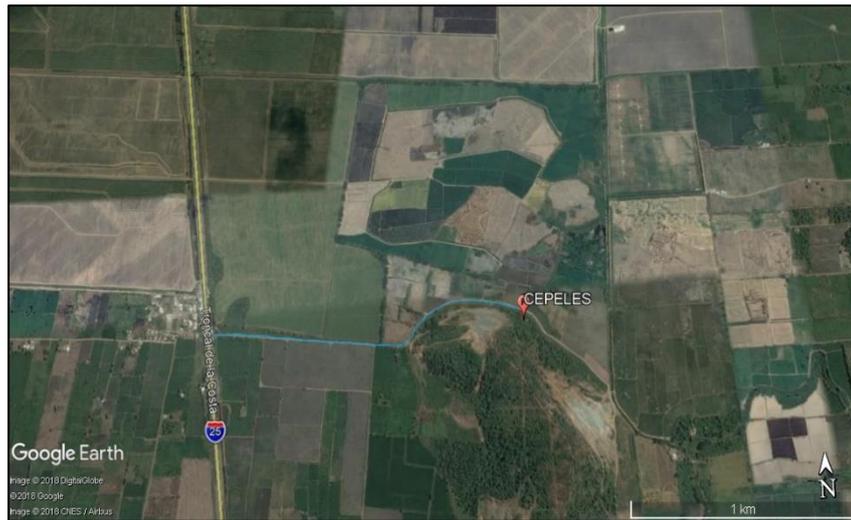


Imagen 1.1.- Vía de conexión (línea color azul) con la vía Troncal de la Costa (Google, 2018)

1.5.3 Topografía General

El terreno donde se encuentra la cantera está constituido por relieve montañoso que posee cotas que van desde 17 msnm hasta los 163 msnm de una manera longitudinal N-S.

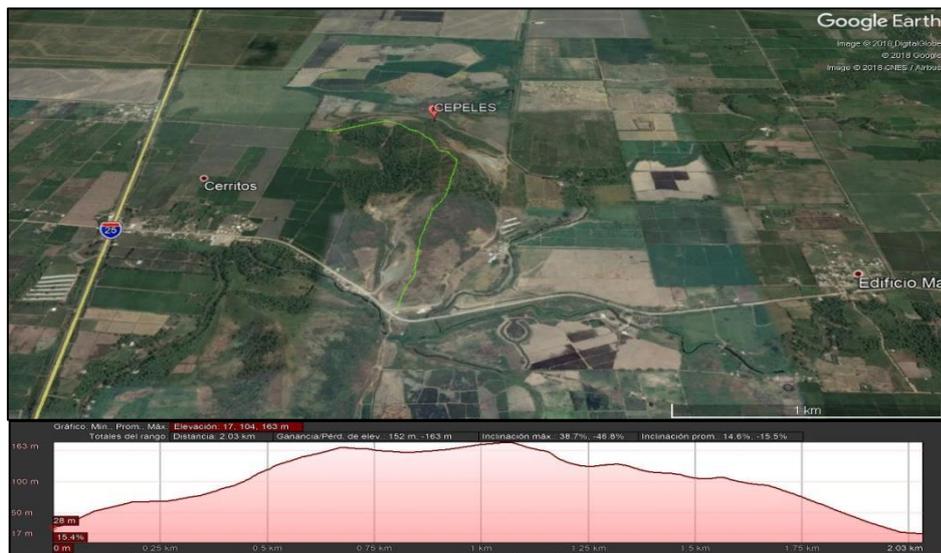
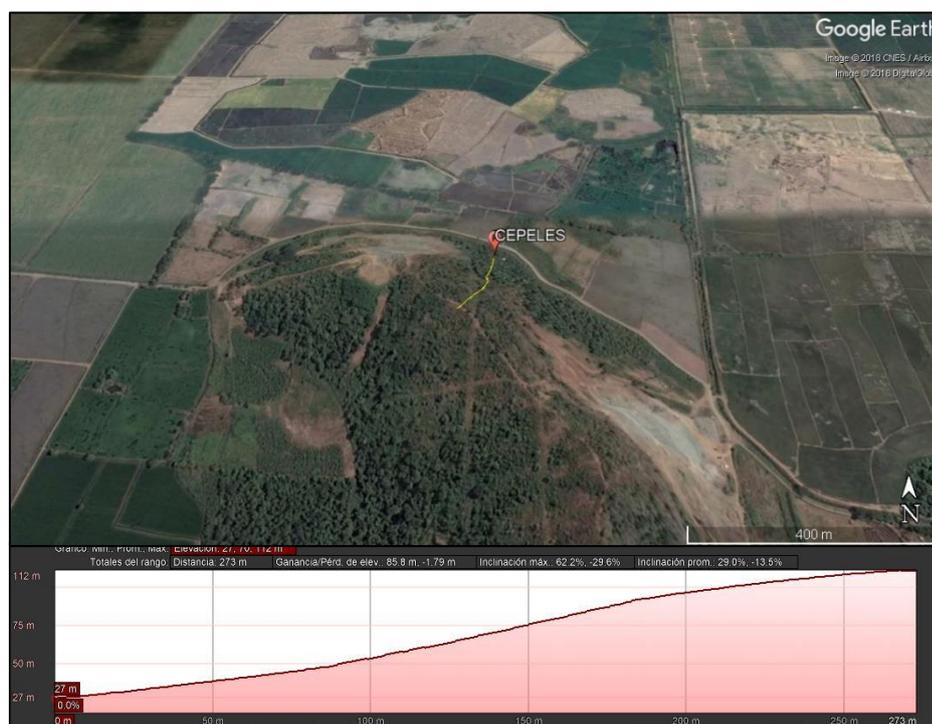


Imagen 1.2.- Perfil longitudinal en la concesión CEPELES (Google, 2018)

Con un perfil transversal E-W al terreno montañoso, y atravesando la concesión CEPELES, tienen cotas que van desde 27 msnm hasta 111 msnm.



**Imagen 1.3.- Perfil transversal (línea de color amarillo)
(Google, 2018)**

1.5.4 Hidrografía

En las cercanías de la concesión minera CEPELES se encuentra una fuente hídrica llamado “Estero Bobo”. Se muestra el ANEXO A.1

1.5.5 Meteorología

La estación meteorológica más cercana a la concesión minera es “Milagro” con código M0037. Esta estación se encuentra aproximadamente 33 km de CEPELES.

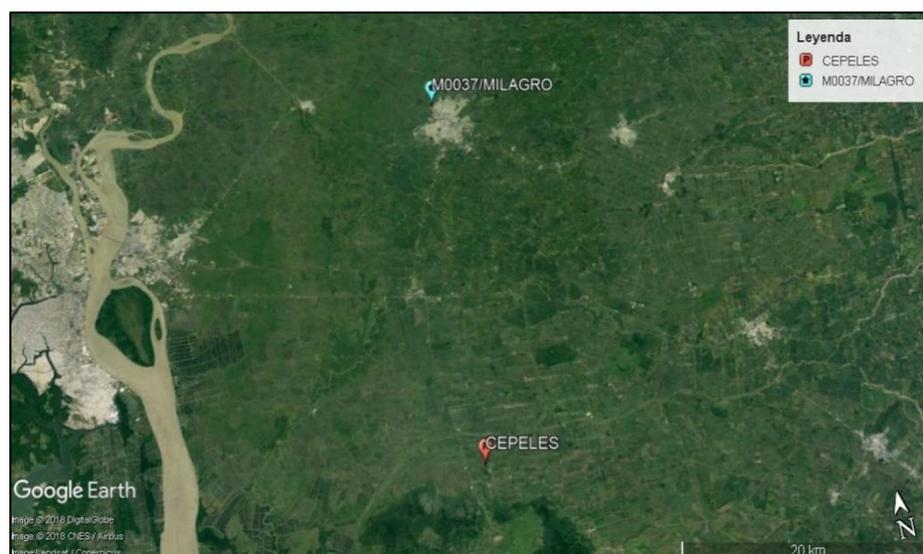


Imagen 1.4.- Estación meteorológica Milagro (M0037) (INAMHI, 2017)

La información que entrega la estación meteorológica al año 2017 es de temperatura con unas medias anuales que varían entre 29.9°C - 21.9°C, la precipitación anual es de 1030.8 mm. (INAMHI, 2017) (ANEXO A.2)

1.5.6 Flora

De acuerdo con la bibliografía consultada, la parroquia se encuentra en el piso climático cálido húmedo, cuya flora característica es: “*Cochlospermum vitifolium* (Cochlospermaceae); *Tabebuia chrysantha*, *T. bilbergii*, *Tecoma castanifolia* (Bignoniaceae); *Ceiba trichostandra*, *Pseudobombax millei*, *Eriotheca ruizii* (Bombacaceae); *Guazuma ulmifolia* (Sterculiaceae); *Muntingia calabura* (Elaeocarpaceae); *Armathocereus cartwrightianus*, *Hylocereus polyrrizus* (Cactaceae); *Anthurium barclayanum* (Araceae)”. (GAD Taura, 2015)

1.5.7 Fauna

La fauna marina es diversa en la zona, posee varias especies de aves como son las Garzas, Patillos, Martín Pescador, Chuque, Águila, Gavilán, Huaque, tortugas, ranas, sapos, entre otras. La fauna marina que posee la zona es también diversa, Bocachico, Raspabalsas, Vieja azul, Vieja roja, Dica, Huaija, Cachuela,

Guanchiche, Barbudo, Chame, Guabina, Ratón, Dama, Sábalo, entre otras variedades. (GAD Taura, 2015)

1.5.8 Zonas Protegidas

La concesión minera no se encuentra dentro del Sistema Nacional de Áreas Protegidas (SNAP), Patrimonio Forestal De Estado (PFE), Bosques y Vegetación Protectora (BVP). La zona protegida más cercana a la zona de estudio es la Reserva Ecológica Manglares Churute. (GAD Taura, 2015)

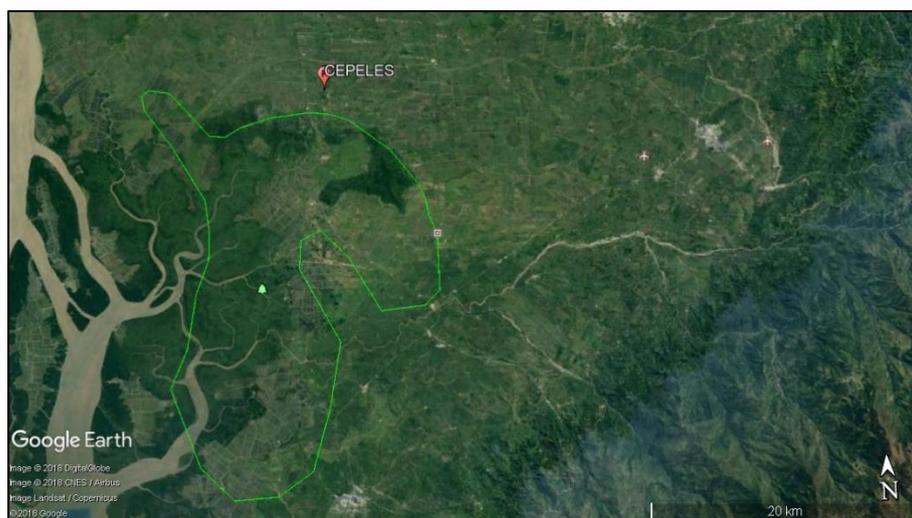


Imagen 1.5.- Reserva Ecológica Manglares de Churute (polígono de contorno verde) (Google, 2018)

1.5.9 Organigrama de la concesión



Ilustración 1.2.- Organigrama de la concesión
(Autores, 2018)

1.5.10 Normativa legal que rige el estudio para la licencia ambiental

Es la normativa en la que se basa el estudio del impacto ambiental (E.I.A) para la obtención de la licencia ambiental:

Tabla 1.2.- Normativa en la que se rige el E.I.A (MAE, 2018)

Fuente	Artículo	Descripción
Constitución de la República del Ecuador	Art. 14	Se reconoce el derecho de la población a vivir en un ambiente sano y ecológicamente equilibrado.
	Art. 276	El régimen de desarrollo.
	Art. 66	Se reconoce y garantizará a las personas: 27. El derecho a vivir en Un ambiente sano, ecológicamente equilibrado, libre de contaminación y en armonía con la naturaleza.
Código Orgánico Integral Penal	Art. 255	Falsedad u ocultamiento de información ambiental.
Ley de Minería	Art. 16	Dominio del Estado sobre minas y yacimientos.
	Art. 26	Actos administrativos previos.
	Art. 27	Fases de la actividad minera.
	Art. 59	Construcciones e instalaciones complementarias.
	Art. 70	Resarcimiento de daños y perjuicios.
	Art. 71	Conservación de hitos demarcatorios.
	Art. 78	Estudios de impacto ambiental y auditorías ambientales.
	Art. 79	Tratamiento de aguas.
	Art. 80	Revegetación y Reforestación.
	Art. 81	Acumulación de residuos y prohibición de descargas de desechos.
	Art. 82	Conservación de la flora y fauna.
	Art. 83	Manejo de desechos.
	Art. 84	Protección del ecosistema.
	Art. 85	Cierre de Operaciones Mineras.
	Art. 86	Daños ambientales.
	Art. 87	Derecho a la información, participación y consulta.
	Art. 88	Procesos de Información.
Art. 89	Procesos de Participación y Consulta.	
Art. 90	Procedimiento Especial de Consulta a los Pueblos.	

	Art. 91	Denuncias de Amenazas o Daños Sociales y Ambientales.
	Art. 95	Daños por acumulación de aguas.
Ley de Gestión Ambiental	Art. 19	Las obras públicas, privadas o mixtas, y los proyectos de inversión públicos o privados que puedan causar impactos ambientales.
	Art. 20	para el inicio de toda actividad que suponga riesgo ambiental.
	Art. 28	Toda persona natural o jurídica tiene derecho a participar en la gestión ambiental.
Reglamento General a la Ley Minera	Art. 14	Inscripción de pequeños mineros.
	Art. 18	Atribuciones del Instituto Nacional de Investigación Geológico, Minero, Metalúrgico.
	Art. 1	Del objeto del reglamento.
	Art. 4	Consejos consultivos y participación ciudadana.
	Art. 62	Derechos de los mineros artesanales que obtengan los permisos de explotación.
	Art. 65	Solicitud de reducción o renuncia.
	Art. 92	Resolución.
	Art. 95	Suspensión.
		DISPOSICIÓN TRANSITORIA SEXTA. - Los planes de manejo ambiental, difusiones, planes de mitigación ambiental, planes de remediación ambiental, serán única y exclusivamente competencia del Ministerio del Ambiente, así como la imposición de sanciones y/o multas respecto a daños medio ambientales.
Reglamento Ambiental para las Actividades Mineras	Art. 11	Registro Ambiental.
	Art. 15	Pagos y emisión de Registro Ambiental.
	Art. 87	Construcción de accesos y/o trochas para actividades de geofísica.
	Art. 88	Campamentos.
	Art. 89	Limpieza o destape de afloramientos.

	Art. 90	Ejecución de zanjas, trincheras, perforaciones y galerías exploratorias.
	Art. 91	Ensayos minero-metalúrgicos.
Reglamento de Seguridad y Salud en el Ámbito Minero	Art. 125	De los Incumplimientos y sanciones.
	Art. 12	Requisitos.
	Art. 15	Procedimientos Operativos Básico.
	Art. 16	De los riesgos.
	Art. 20	Señalización de Seguridad.
	Art. 21	Sujeción a la Ley y Reglamento para explosivos.
	Art. 22	Del almacenamiento, transporte y uso de explosivos.
	Art. 24	Almacenamiento de explosivos.
	Art. 25	Transporte de explosivos dentro de la concesión minera.
	Art. 27	Manejo de herramientas y equipos.
	Art. 28	Perforación o sondeos.
	Art. 30	Equipos y Ropas de Protección Personal.
	Art. 31	Trabajos de prospección y exploración en altura.
	Art. 32	Sistemas de comunicación.
	Art. 35	Galerías exploratorias.
Art. 8	Obligaciones de los titulares de derecho minero.	
Acuerdo Ministerial 134 de 25 de septiembre de 2012 (INVENTARIO FORESTAL)		Se agrega el Inventario de Recursos Forestales como un capítulo del Estudio de Impacto Ambiental.
Acuerdo Ministerial No. 061 de 07 de abril de 2015, publicado en la edición especial del Registro Oficial No. 316	Art 12	Del Sistema Único de Información Ambiental (SUIA).
	Art. 14	De la regularización del proyecto, obra o actividad.
	Art. 15	Del certificado de intersección.
	Art. 19	De la incorporación de actividades complementarias.
	Art. 20	Del cambio de titular del permiso ambiental.
	Art. 21	Objetivo general.
	Art. 22	Catálogo de proyectos, obras o actividades.
	Art. 247	Del ámbito de aplicación.
	Art. 25	Licencia Ambiental.
	Art. 264	Auditoría Ambiental.
	Art. 26	Cláusula especial.
	Art. 280	De la Suspensión de la actividad.

	Art. 281	De la suspensión de la Licencia Ambiental.
	Art. 282	De la revocatoria de la Licencia Ambiental.
	Art. 29	Responsables de los estudios ambientales.
	Art. 30	De los términos de referencia.
	Art. 31	De la descripción del proyecto y análisis de alternativas.
	Art. 32	Del Plan de Manejo Ambiental.
	Art. 33	Del alcance de los estudios ambientales.
	Art. 34	Estudios Ambientales Ex Ante. (EsIA Ex Ante)
	Art. 35	Estudios Ambientales Ex Post. (EsIA Ex Post)
	Art. 36	De las observaciones a los estudios ambientales.
	Art. 37	Del pronunciamiento favorable de los estudios ambientales.
	Art. 38	Del establecimiento de la póliza o garantía de fiel cumplimiento del Plan de Manejo Ambiental.
	Art. 39	De la emisión de los permisos ambientales.
	Art. 40	De la Resolución.
	Art. 41	Permisos ambientales de actividades y proyectos en funcionamiento. (estudios ex post)
	Art. 43	Del cierre de operaciones y abandono del área o proyecto.
	Art. 44	De la participación social.
	Art. 45	De los mecanismos de participación.
	Art. 46	Momentos de la participación.

CAPÍTULO 2

2. METODOLOGÍA

2.1 Metodología General

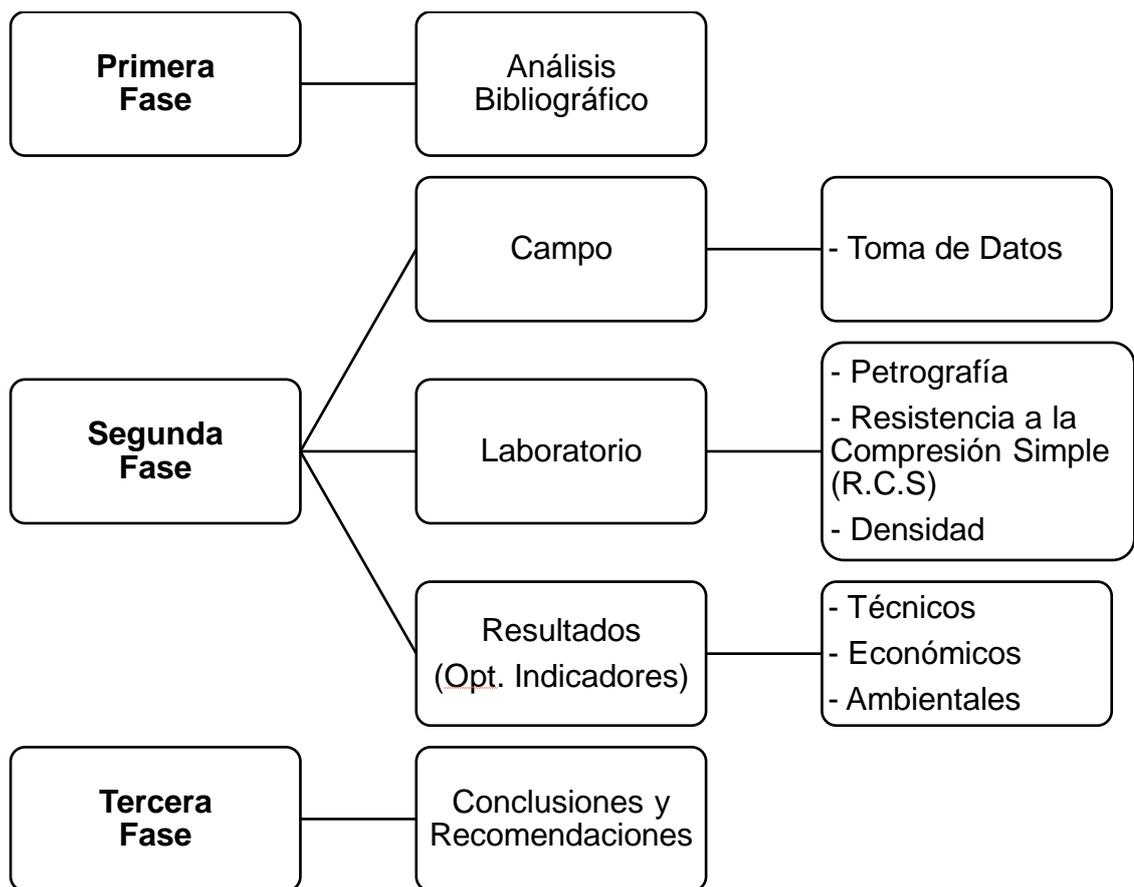


Ilustración 2.1.- Metodología General del proyecto
(Autores, 2018)

2.2 Metodología para Campo / Toma de Datos

2.2.1 Geología

Se realizó un reconocimiento en campo en el cual se levanta información geológica a lo largo de la concesión. Dicha información compete a la siguiente:

- a) Contacto de material.
- b) Toma de muestras para el posterior análisis petrográfico. (ANEXO B.1)

La información se toma de las siguientes coordenadas (WGS-84):

Tabla 2.1.- Coordenadas de los puntos de levantamiento de información geológica (Autores, 2018)

PUNTOS	X	Y	Z
P1	653570	9737353	17
P2	653760	9737042	39

2.2.2 Geomecánica

En campo se realizó el levantamiento de 4 estaciones geomecánicas, éstas fueron ubicadas donde se observaba a simple vista una variación en la meteorización y coloración del macizo rocoso. (ANEXO B.2):

Tabla 2.2.- Coordenadas (WGS-84) de la Estaciones Geomecánicas (Autores, 2018)

Estaciones Geomecánicas	X	Y	Z
EGM1	653570	9737353	17
EGM2	653574	9737295	49
EGM3	653661	9737183	53
EGM4	653760	9737042	39

De las cuales se obtienen los principales aspectos del macizo rocoso:

- 1) Meteorización: Se estima observando el grado de meteorización en el macizo rocoso. (ver en el ANEXO B.3)

- 2) Propiedades de las juntas, diaclasas o fracturas. (ver en el Anexo B.4)
- 3) RQD: Se obtiene un mínimo y máximo, de acuerdo con la siguiente expresión:

$$RQD = 100 * e^{-0,1\lambda} * (0,1\lambda + 1) \quad (2.1)$$

Donde:

λ = Número de Juntas o fracturas por metro lineal.

La tabla de comparación de calidad del macizo rocoso según RQD es la siguiente:

Tabla 2.3.- RQD (%) (Priest & Hudson, 1976)

RQD %	Calidad Macizo Rcoso
< 25 %	Muy Mala
25 % - 50 %	Mala
50 % - 75 %	Media
75 % - 90 %	Buena
> 90 %	Muy Buena

- 4) El RMR es calculado mediante la siguiente expresión:

$$RMR_b = RMR1 + RMR2 + RMR3 + RMR4 + RMR5 \quad (2.2)$$

Dónde:

RMR_1 = Resistencia a compresión simple.

RMR_2 = Porcentaje de fragmentación obtenida por el RQD.

RMR_3 = El espaciamiento que existe entre las juntas.

RMR_4 = Estado que se encuentra las juntas: Persistencia, apertura, rugosidad, relleno y grado de alteración.

RMR_5 = Presencia de agua.

5) El factor de corrección RMR_c se obtiene de la siguiente relación:

Tabla 2.4.- Orientación del rumbo y buzamiento de las discontinuidades (Jordá, 2014)

Orientaciones de rumbo y buzamiento de las discontinuidades	Muy favorable	Favorable	Medio	Desfavorable	Muy Desfavorable
Para Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Donde el valor del RMR final se calcula con la siguiente expresión:

$$RMR = RMR_b + RMR_c \quad (2.3)$$

Finalmente, el RMR obtenido cuantitativamente es comparado de acuerdo con la siguiente tabla:

Tabla 2.5.- Clasificación según RMR (Jordá, 2014)

CLASE	I	II	III	IV	V
CALIDAD	Muy Buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala
RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	20-0

En cada estación geomecánica realizada se calculó el RQD y RMR para determinar la calidad de la roca.

6) Se obtiene, además, valores de la Resistencia a la Compresión Simple, R.C.S, mediante el uso de un esclerómetro en los frentes de las estaciones geomecánicas.

2.2.3 Maquinaria de carga

El estudio del comportamiento de la máquina de carga (excavadora Volvo-EC290C) va encaminado a determinar la productividad y el coeficiente de utilización, estos parámetros se obtienen mediante el monitoreo de tiempos del ciclo de carga y posteriormente aproximar la eficiencia de los procesos para la optimización de coeficientes y costos operativos.



Imagen 2.1.- Retroexcavadora Volvo-EC290C (Autores, 2018)

En el monitoreo se estudian:

1) Tiempos:

- a) Horas de presencia, estas horas se refieren a la jornada de trabajo. Se la toma en cuenta desde el momento en que el trabajador debe presentarse a la explotación y termina en el momento en el que debe salir de ella.
- b) Horas de parada, corresponde a la suma de las paradas mayores y menores. Aquí se incluyen toda clase de paradas de cualquier duración.
 - i) Paradas mayores, es la suma de todas las paradas que se produzcan en el trabajo y tengan una duración que supere a los 15 min.
 - ii) Paradas menores, es la suma de todas las paradas de duración menor o igual a 15 min.

2) Radio de Giro.

- 3) Consumo de Combustible.
- 4) Especificaciones de la retroexcavadora.
 - a) Longitud máxima de la máquina.
 - b) Altura máxima de excavación.

2.2.4 Parámetros de Explotación

Para el diseño de explotación, en campo se obtienen los parámetros siguientes:

- 1) Altura del talud de explotación.
- 2) Ángulo del talud de explotación.
- 3) Ancho de vía.
- 4) Ancho de la plataforma de trabajo.



Imagen 2.2.- Fotografía de la situación actual de la cantera (Autores, 2018)

2.2.5 Topografía

En campo se realiza:

- 1) Toma de puntos de control con GPS Diferencial, para el posterior ajuste de la topografía.
- 2) Uso de Drone para la generación de la topografía.



Imagen 2.3.- Calibración del drone en campo (Autores, 2018)

2.2.6 Perforación y Voladura

Para estas operaciones se toma en cuenta:

- 1) Malla de voladura, de la cual se obtienen los siguientes parámetros:
 - a) Espaciamiento.
 - b) Burden.
 - c) Número de perforaciones.
 - d) Longitud de perforación.
 - e) Tiempo de perforación.
 - f) Consumo de ANFO.

- 2) Para el compresor se obtiene:
 - a) Consumo de combustible.



**Imagen 2.4.- Perforadora y Compresor en frente de explotación
(Autores, 2018)**

2.3 Metodología para Laboratorio

2.3.1 Petrografía

Las muestras se obtienen de 2 puntos diferentes repartidos en la concesión. De las cuales se realizan los siguientes análisis en el Laboratorio de Petrografía en ESPOL:

1) Análisis Macroscópico

Para el análisis se realiza el siguiente procedimiento a las muestras:

- Realizar la visualización de color, textura, exfoliación, tamaño de grano, etc.
- Con los lápices, agua regia (ácido) y un imán se realiza los ensayos de dureza, reactividad y magnetismo respectivamente.



Imagen 2.5.- Ensayo de dureza (Autores, 2018)

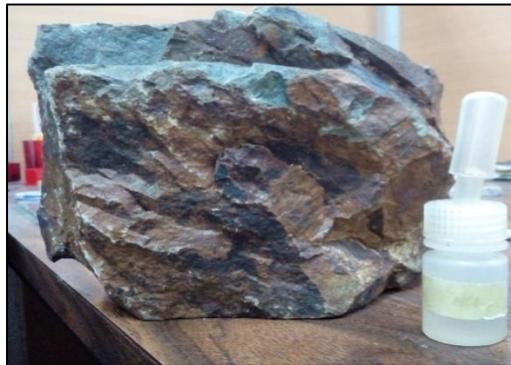


Imagen 2.6.- Ensayo de reactividad (Autores, 2018)



Imagen 2.7.- Ensayo de Magnetismo (Autores, 2018)

2) *Análisis Microscópico*

Para el análisis más exhaustivo se realiza el siguiente tratamiento a las muestras:

- a) Fragmentar la muestra en dimensión aproximada de 6 x 6 cm, se busca obtener una cara lo más plana posible.



Imagen 2.8.- Muestra de campo (Autores, 2018)



Imagen 2.9.- Muestras fragmentadas a analizar (Autores, 2018)

- b) Con el disco cortador se desbasta la muestra con el fin de obtener una lámina delgada de la roca, de forma geométrica preferentemente rectangular.



Imagen 2.10.- Disco cortador (Autores, 2018)



Imagen 2.11.- Proceso de Corte (Autores, 2018)



Imagen 2.12.- Disco cortador (Autores, 2018)



Imagen 2.13.- Producto final de corte (Autores, 2018)

- c) La muestra recibe un proceso de eliminación de impurezas, por aproximadamente 5 minutos para continuar con un proceso de secado, en 1 hora.



Imagen 2.14.- Eliminación de impurezas (Autores, 2018)

- d) Posteriormente la muestra recibe dos procesos de pulido, se pega con resina en una lámina de vidrio, se deja secar por 24 horas, para luego seguir puliendo hasta llegar a las 70 micras de espesor de la roca de interés para el análisis en el microscopio.



Imagen 2.15.- Máquina Pulidora (Autores, 2018)



Imagen 2.16.- Proceso de secado de Resina (Autores, 2018)



Imagen 2.17.- Lámina delgada para análisis microscópico. (Autores, 2018)

- e) Finalmente se coloca la lámina delgada en el microscopio para su observación, posteriormente se presenta las fichas informativas con los resultados.

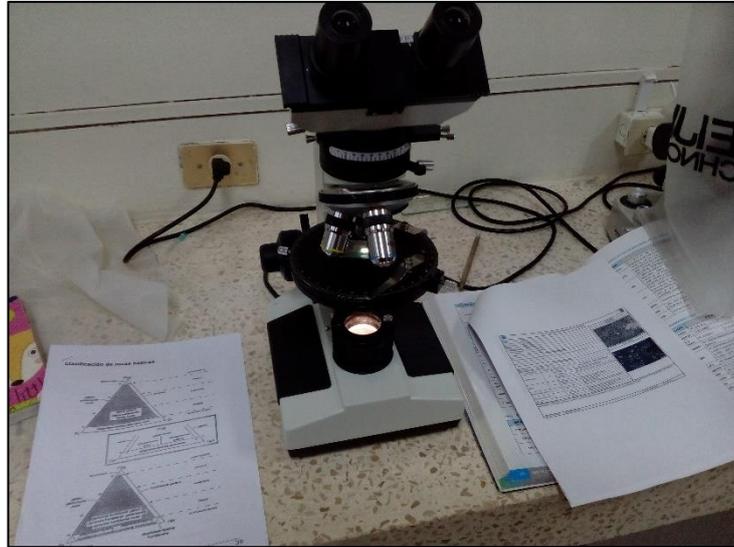


Imagen 2.18.- Microscopio electrónico (Autores, 2018)

2.3.2 Resistencia a la compresión Simple (R.C.S)

Por medio de una máquina de resistencia para compresión simple marca Shimadzu, se aplica una fuerza uniaxial en uno de los ejes de la probeta de roca, paulatinamente se incrementa la presión hasta que la probeta falle, con el objetivo de obtener los valores de resistencia del material. Dicho ensayo fue realizado en el Laboratorio de Mecánica de Suelos en ESPOL.



**Imagen 2.19.- Máquina de compresión uniaxial Shimadzu
(Autores, 2018)**

2.3.3 Densidad

Se realizaron los siguientes pasos para la obtención de la densidad del material:

- a) Se pesa la muestra original. (P1)
- b) Se seca la muestra por 24hrs y se obtiene el peso seco. (Ps)
- c) Se sumerge la muestra en agua por 24 hrs y se obtiene el peso sumergido. (Psm)
- d) Se extrae la muestra del agua y se la seca superficialmente y se pesa para obtener el peso superficialmente saturado. (Pss)
- e) Se obtiene la densidad del material como sigue:

$$\delta = \frac{PS}{P_1 - P_{sm}} \left(\frac{g}{cm^3} \right) \quad (2.4)$$

2.4 Metodología Ambiental

Esta sección contiene el proceso para la identificación y posterior evaluación de los impactos ambientales ya sean físicos, bióticos, abióticos y sociales; los cuales se presentan como consecuencia de la ejecución del proyecto.

Básicamente es una adaptación de la metodología de *Conesa Fernández - Vitora (1997)* en la cual se han incorporado los criterios de Angrist (1996).

Esta metodología contempla tres acciones: (i) Identificación de los impactos, (ii) Evaluación de impactos y (iii) Jerarquización de impactos. A continuación, se analiza cada una de estas acciones.

2.4.1 Identificación de Impactos Ambientales

Incluye la descripción de las actividades de cada frente en el sector de explotación y posibles fuentes de contaminación y/o alteración en los componentes asociados a la actividad extractiva, definición de las áreas de intervención, tipos de efluentes y desechos, entre otras. Los factores que se toman en cuenta para la identificación son:

- Suelo.
- Agua Superficial.
- Aire.
- Social.
- Paisaje.

2.4.2 Evaluación de Impactos Ambientales

Se analizaron los impactos presentes en las actividades extractivas, de acuerdo con su nivel de recuperación se clasifican en:

- **Impacto Ambiental Compatible:** Aquel cuya recuperación es inmediata luego del cese de las actividades mineras, y no especifica la realización de prácticas protectoras o correctoras.
- **Impacto Ambiental Moderado:** Su recuperación no especifica ni precisa prácticas protectoras o correctoras intensivas.
- **Impacto Ambiental Severo:** La recuperación de las componentes afectadas exige la implementación de medidas correctoras y dicha recuperación conlleva un tiempo prolongado.

- **Impacto Ambiental Crítico:** La magnitud es muy superior a los parámetros reglamentarios, conlleva una pérdida permanente en las condiciones ambientales inclusive si se adopta medidas correctoras.

En el sistema de puntuación adoptado por Conesa, se califican 8 características de cada impacto para determinar su valoración, a continuación, se detalla el procedimiento para elaborar la Matriz de Valoración de Impactos.

2.4.3 Criterios Para la caracterización de Impactos.

SEVERIDAD (S): De signo positivo (+), negativo (-) o medio el cual se describe como un factor intermedio entre positivo o negativo. (Cardno, 2016)

Tabla 2.6.- Puntuación y descripción para el criterio Severidad (Cardno, 2016)

SEVERIDAD	DESCRIPCIÓN	PUNTUACIÓN
Positivo	Resulta de la comparación entre beneficios y costos en los medios físico, biótico y social.	1
Medio	Afectaciones que producen un impacto negativo, pero a su vez ocasiona un beneficio al interventor.	2
Negativo	El efecto se produce en la pérdida de un valor natural ya sea estético, ecológico, entre otro causado por la intervención de la actividad minera.	3

PROBABILIDAD DE OCURRENCIA (P): Se refiere al grado o las posibilidades que ocurra la afectación de determinada componente. (Cardno, 2016)

Tabla 2.7.- Puntuación y descripción para el criterio Probabilidad de ocurrencia (Cardno, 2016)

PROBABILIDAD OCURRENCIA	DESCRIPCIÓN	PUNTUACIÓN
Muy poco probable	La manifestación del impacto no se puede predecir, ocurre de manera muy esporádica.	1
Poco probable	Manifestación se presenta de forma cíclica.	2
Cierto	Se presenta constantemente desde que se inició la actividad minera.	3

RELEVANCIA DEL IMPACTO (T): Resulta del producto entre Probabilidad de ocurrencia y Severidad (SxP). (Cardno, 2016)

EXTENSIÓN (E): Se refiere a la influencia teórica del impacto en término de porcentajes con el entorno del proyecto, evaluándose en la siguiente escala.

Tabla 2.8.- Puntuación y descripción para el criterio Extensión (Cardno, 2016)

EXTENSIÓN	DESCRIPCIÓN	PUNTUACIÓN
Puntual	Efecto muy localizado (menor al 10% del total).	0
Parcial	Efecto tiene una incidencia apreciable entre el 10 – 50% del entorno del proyecto.	1
Alta	Efecto se manifiesta en forma generalizada (mayor al 50%) provocando una situación crítica.	2

INTENSIDAD (I): Se clasifica de acuerdo con la siguiente tabla: (Cardno, 2016)

Tabla 2.9.- Puntuación y descripción para el criterio Intensidad (Cardno, 2016)

INTENSIDAD	DESCRIPCIÓN	PUNTUACIÓN
Baja	Impacto genera una alteración mínima del elemento evaluado.	0
Moderada	Algunas de las características del elemento cambian y con indicios de irreversibilidad.	1
Alta	Destrucción mayoritaria a total del elemento evaluado.	2

DURACIÓN (Du): Es el plazo de manifestación del impacto, estimando el tiempo desde la aparición de la acción sobre el sector de estudio. (Cardno, 2016)

Tabla 2.10.- Puntuación y descripción para el criterio Duración (Cardno, 2016)

DURACIÓN	DESCRIPCIÓN	PUNTUACIÓN
Corto Plazo	Si el impacto ocurre una vez se inicie la actividad que lo genera o dentro de un año.	0
Mediano Plazo	Se manifiesta entre 1 a 5 años.	1
Permanente	Si el impacto tarda en manifestarse más de 5 años.	2

DESARROLLO (De): Consiste en el estudio del desarrollo de un impacto sobre un tiempo determinado. (Cardno, 2016)

Tabla 2.11.- Puntuación y descripción para el criterio Desarrollo (Cardno, 2016)

DESARROLLO	DESCRIPCIÓN	PUNTUACIÓN
Largo Plazo	Si el impacto tarda en manifestarse más de 5 años	0
Medio Plazo	Se manifiesta entre 1 a 5 años.	1
Inmediato	Si el impacto ocurre una vez se inicie la actividad que lo genera o dentro de un año.	2

RECUPERACIÓN (R): Es la posibilidad de reconstruir el factor afectado por las funciones de la cantera, es decir regresar las condiciones iniciales. Además, se refiere a la posibilidad de reconstrucción, total o parcial, del factor afectado como consecuencia de la construcción y operación y se evalúa mediante los siguientes rangos: (Cardno, 2016)

Tabla 2.12.- Puntuación y descripción para el criterio Recuperación (Cardno, 2016)

RECUPERACIÓN	DESCRIPCIÓN	PUNTUACIÓN
Reversible	El medio puede regresar a su estado original en menos de 1 año.	0
Mitigable	Puede regresar a su estado original con dificultades, en un tiempo entre 1 a 10 años.	1
Irreversible	El impacto no puede ser revertido.	2

INTERACCIÓN (Ia): Este atributo contempla el reforzamiento de dos o más impactos. El componente total de la manifestación de dos impactos simples, provocados por acciones que actúan simultáneamente, es superior a la que cabría esperar de la manifestación de impactos cuando las acciones que las provocan actúan de manera independiente, no simultánea. (Cardno, 2016)

Tabla 2.13.-Puntuación y descripción para el criterio Interacción (Cardno, 2016)

INTERACCIÓN	DESCRIPCIÓN	PUNTUACIÓN
Simple	Cuando una acción que actúa sobre un factor no es sinérgica con otras acciones (no guarda relación con ningún otro).	0
Acumulativo	El impacto provocado se acumula (un impacto adiciona a otro o se agrava).	1
Sinérgico	Además de adicionar a otro, se combina de manera tal de desencadenar procesos de degradación.	2

MAGNITUD DEL IMPACTO (Mg): Resulta de la suma de la extensión, intensidad, duración, desarrollo, recuperabilidad e interacción. (Cardno, 2016)

$$(E + Ia + Du + De + R) \quad (2.5)$$

IMPORTANCIA DEL IMPACTO (Mg): Es la valoración final o resultante la cual consiste en el producto entre la magnitud del impacto y la relevancia del impacto. (Cardno, 2016)

$$(T \times Mg) \quad (2.6)$$

2.4.4 Jerarquización de Impactos Ambientales

El proceso de jerarquización permite determinar el listado de los impactos ambientales prioritarios a mitigar para reducir al máximo la generación de impactos.

Tabla 2.14.- Grado de Riesgo y Acciones por tomar (Cardno, 2016)

GRADO DE RIESGO	PUNTAJE	Acciones Por Tomar según el Grado de Riesgo
No Significativo	<= 6	No requiere acción.
Bajo	7 a 12	El grado de riesgo es tolerable. No requiere controles adicionales. Si requiere monitoreo operativo, para asegurar que se mantengan los controles existentes.
Medio	13 a 24	Requiere planificar medidas para reducir el grado de riesgo o mantenerlo bajo control (ej. Definir Procedimientos, planes de acción). Requiere monitoreo del jefe de Sector para asegurar que se mantengan los controles.

Alto	25 a 72	Tomar medidas para reducir el grado de riesgo en forma inmediata. Requiere monitoreo del Comité de Riesgos y Cambios, para asegurar la implementación de las medidas.
Intolerable	73 - 100	El trabajo NO DEBE empezar ni continuar hasta que el riesgo se haya reducido, con la implementación de una medida de mitigación.

2.5 Fórmulas

2.5.1 Geomecánica

- 1) La caracterización del macizo rocoso, para el **GSI** (Geological Strength Index) es simple y se realiza con la observación en campo. (ANEXO B.5)

O bien, se utiliza la siguiente correlación (Hoek et al., 2002):

$$GSI = RMR - 5 ; RMR > 23 \quad (2.7)$$

2.5.2 Maquinaria de carga

- 1) El **tiempo de ciclo de carga** para los equipos es dada por la siguiente fórmula (IGME, 1991):

$$Tce = (Tll + Tvll + Tdc + Tvv)Kr \quad (2.9)$$

Dónde:

Tce = Tiempo de ciclo de la excavadora.

Tll = Tiempo que demora en llenar el cucharón.

Tvll = Tiempo de viaje lleno.

Tdc = Tiempo de descarga del cucharón

Tvv = Tiempo de viaje en vacío.

Kr = Coeficiente de reserva.

- 2) El **coeficiente de utilización (Ku)** es calculado mediante la siguiente expresión (IGME, 1991):

$$Ku = \frac{Te}{Ht} \quad (2.10)$$

Dónde:

Te = Tiempo efectivo.

Ht = Horas por turno.

- 3) Producción horaria, se calcula mediante la siguiente ecuación (IGME, 1991):

$$P \left(\frac{m^3s}{h} \right) = \frac{60.C.E.F.H.A}{Tc}$$

Dónde:

C = Capacidad del cazo. (m³)

E = Factor de eficiencia. (%)

F = Factor de llenado del cazo. (%)

H = Factor de corrección por la altura de la pila de material. (adimensional)

A = Factor de corrección por el ángulo de giro. (adimensional)

Tc = Ciclo de cazo. (min)

2.5.3 Diseño de Explotación

1) Altura de Bancos

Esta se calcula en función de la altura máxima que alcanza el brazo de la excavadora (López Jimeno & Bustillo Revuelta, 1997):

$$H_B = H_e * 0.9 \quad (2.11)$$

Dónde:

H_B = Altura de Banco.

H_e = Máximo alcance de la excavadora.

2) Ancho de Bermas

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

$$W = H_B(\text{Cot}(\alpha) - \text{Cot}(\beta)) \quad (2.12)$$

Donde:

W = Ancho de la berma.

α = Ángulo de interrampa

β = Ángulo de talud (cara del talud)

H_B = Altura de banco.

3) Ancho de la Vía

Se calcula en función del número de carriles:

$$A = a * (0.5) + 1.5 * n \quad (2.13)$$

Donde:

A = Ancho de la vía.

a = Ancho del vehículo.

n = Número de carriles.

4) Ancho de la Plataforma del trabajo

Se calcula mediante la siguiente expresión:

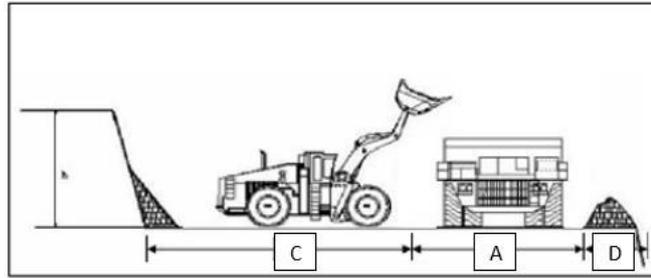


Ilustración 2.2.- Plataforma de Trabajo

$$T = C + A + D \quad (2.14)$$

Donde:

T = Ancho de la plataforma de trabajo.

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

A = Ancho de la vía.

D = Derrames.

$$D = h * \tan(\alpha - \phi) \quad (2.15)$$

Donde:

D = Berma de seguridad (Derrames), m.

α = Ángulo del talud del banco. (Valor máximo = 90°)

ϕ = Ángulo del talud del banco de trabajo.

h = Altura del banco en trabajo.

5) Ángulo de talud de los bancos

$$\phi = \tan^{-1}(f) \quad (2.16)$$

Donde:

f = Coeficiente de Protodyakonov. (cociente de la R.C.S/10)

Nota: R.C.S en unidades MPa.

6) Ángulo de Talud final

$$\beta = \arctg\left(\frac{h_c}{n_{receso} * h * \tan(\phi) + (Y * N_{br})}\right) \quad (2.17)$$

Donde:

h_c = Profundidad límite de la cantera.

n_{receso} = Número de bermas en receso.

h = Altura del banco en trabajo.

ϕ = Ángulo del talud del banco.

Y = Ancho de la berma de resguardo.

N_{br} = Número de bancos en receso.

2.5.4 Perforación y Voladura

1) Especificaciones técnicas de los elementos en una voladura

Corresponden a:

- Carga de columna, ANFO. (nitrato de amonio)
- Carga de fondo, Pentolita. (booster)
- Fulminante N°8.
- Mecha de seguridad.

Para la comprobación de valores en el catálogo, se calcula los siguientes parámetros: ((EXSA), 1989)

Para ANFO y Booster:

- Presión de detonación se calcula mediante la siguiente expresión:

$$PD = P_e x \frac{(VOD)^2}{4} x 10^{-5} \quad (2.18)$$

Donde:

PD = Presión de detonación, Kbar.

P_e = Densidad del explosivo, g/cm³.

VOD = Velocidad de detonación, m/s.

- Presión de explosión se calcula como:

$$PE = 0.5 \times PD \quad (2.19)$$

Donde:

PE = Presión de explosión, Kbar.

- Presión de taladro:

$$PT = PE \times (dc)^{2.5} \quad (2.20)$$

Donde:

PT = Presión de taladro, Kbar.

dc = densidad de carguío, g/cm³.

- Densidad de carguío:

$$dc = \frac{(Q \times 1.97)}{(\phi^2 \times L)} \quad (2.21)$$

Donde:

Q = Masa del explosivo en el taladro, kg.

Φ = Diámetro del taladro, pulg.

L = Longitud de carga, m.

2) Malla de voladuras

- El modelo o tipo que se realiza es una malla triangular.
- El volumen de roca que se vaya a extraer está ligado a los requerimientos que la cantera posea, dependerá del largo, ancho y profundidad de la perforación, e indudablemente de la densidad del material a explotar. (para obtener la masa volada)

$$Vt = (L \times A \times H) \quad (2.22)$$

$$Masa\ total = (L \times A \times H) * p \quad (2.23)$$

Donde:

Vt = Volumen total, m³.

L = Largo, m.

A = Ancho, m.

H = Altura, m.

P = Densidad, kg/m³.

- Los parámetros dimensionales constituyen los siguientes:
 - a) Diámetro del taladro (Φ), determinado por el taladro existente.
 - b) Longitud del taladro (L), determinado por el taladro existente.

$$L = H + (0.1 * B) \quad (2.24)$$

Donde:

L = Longitud del taladro, m.

B = Burden, m.

H = Altura, m.

c) Sobreperforación:

$$SP = L - H \quad (2.25)$$

Donde:

SP = Sobreperforación, m.

d) Burden es calculado mediante:

$$B = \frac{3.25 * \Phi * \sqrt[3]{\frac{\rho_e}{\rho_r}}}{3.28084} \quad (2.26)$$

Donde:

B = Burden, m.

ρ_e = Densidad explosivo, g/cm³.

ρ_r = Densidad roca, g/cm³.

Φ = Diámetro del taladro, pulg.

e) Espaciamiento, m:

$$E = 1.42 * B \quad (2.27)$$

f) Longitud del taco, m:

$$T = K_s * B \quad (2.28)$$

Donde:

K_s = Factor entre 0.7 – 1.6 (eligiéndose para mallas triangulares un valor de 1.25)

g) Longitud carga columna (ANFO), m:

$$CC = L - T \quad (2.29)$$

Donde:

L = Longitud de taladro.

h) Volumen carga columna (ANFO), m³:

$$VCC = \pi * \left(\frac{\Phi^2}{4}\right) * CC \quad (2.30)$$

Donde:

Φ = Diámetro taladro, m.

i) Masa de explosivo en taladro, kg:

$$MXT = VCC * \rho_e \quad (2.31)$$

Donde:

ρ_e = Densidad de explosivo, g/cm³.

j) Volumen por taladro, m³:

$$VXT = B * E * H \quad (2.32)$$

k) Tonelaje por taladro, ton:

$$TXT = VXT * \rho_r \quad (2.33)$$

Donde:

ρ_r = Densidad de la roca, g/cm³:

l) Factor de carga:

$$FC = \frac{\rho_r}{VXT} \quad (2.34)$$

m) Perforación específica, m/m³:

$$PEE = \frac{\left(\frac{L}{H}\right)}{(B * E)} \quad (2.35)$$

n) Metros por perforar por voladura, m:

$$MEXP = V * PEE \quad (2.36)$$

Donde:

V = Volumen, m³.

o) Números de taladros por voladura:

$$NT = \frac{MEXP}{L} \quad (2.37)$$

2.5.5 Costos, horarios e inversiones

En este apartado se establece una metodología para estimar los costos operativos de la maquinaria (excavadoras) existente. Las variables que se usan para la estimación de costos suelen ser muy cambiantes por lo que los valores o magnitudes que se obtengan del análisis deben ser consideradas como estimaciones con precisiones que en algunos casos pueden no ser las adecuadas. (IGME, 1995)

De manera habitual:

- 1) **Costo horario de un equipo o por unidad de material:** Se define como la suma del costo de la maquinaria (propiedad) o de disponibilidad de la máquina, aunque no trabaje, y el costo de operación o funcionamiento. (IGME, 1995) De esta manera el costo por metro cubico o tonelada producido es calculado como:

$$\text{Costo por unidad de material} = \frac{\text{Costo horario de operación y propiedad}}{\text{Producción horaria}} \quad (2.38)$$

- **Costos de propiedad:**

Estos vienen dados por los siguientes parámetros:

- a) Amortización.
- b) Interés de capital invertido.
- c) Seguros.
- d) Impuestos.

Generalmente a los tres últimos parámetros se los denomina *cargas indirectas*.

- 2) **Método Lineal de Amortización:**

Este método consiste en la relación entre la suma a amortizar por el periodo que ha pasado en años, también, se puede obtener el costo de amortización horaria, dividiendo el valor de amortización anual por el número de horas

trabajadas al año. La suma por amortizar se obtiene al restar del precio de adquisición el valor residual del mismo y el valor de los neumáticos en caso de usarlos. (IGME, 1995)

Por lo tanto:

$$A = \frac{\text{Precio de adquisición} - \text{Valor residual}}{\text{Años de vida (uso)}} \quad (2.39)$$

Donde A es el valor de amortización por años. Debido a que los años pasan y el uso de la maquina aumenta, el valor en los libros (valor de contabilidad) es calculado:

$$B = P - A * L \quad (2.40)$$

Donde

P = Precio de adquisición.

A = Valor de amortización.

L = Años de servicio.

Normalmente, los valores residuales que se estiman al final de su vida útil oscilan entre los 15-20% de su precio de adquisición. (IGME, 1995)

3) Cargas Indirectas:

Se estima por porcentajes de los valores de seguros e intereses. En la estimación de estas cargas indirectas es necesario definir una *Inversión Media Anual*, esta se calcula por:

$$IM = \frac{P(n+1)}{2n} \quad (2.41)$$

$$\text{Costo horario de cargas indirectas} = \frac{IM}{h} * \frac{r}{100} \quad (2.42)$$

Donde r es el rédito o la suma total de los intereses del capital y los seguros.

4) **Costos de Combustible y Energía:**

Por lo general los fabricantes y quienes suministran los equipos, proporcionan datos acerca del consumo de combustibles de las maquinarias. (IGME, 1995)

El costo horario de combustible se calcula mediante la siguiente expresión:

$$\text{Costo horario de combustible} = 0.33 * P(Kw) * F.c * P.c \quad (2.43)$$

Ó

$$\text{Costo horario de combustible} = 0.22 * P(HP) * F.c * P.c \quad (2.44)$$

Donde:

P = Potencia.

F.c = Factor de combustible.

P.c = Precio de litro de combustible.

5) **Costos de Lubricantes, grasas y filtros:**

Los lubricantes que se usan en los equipos de minería son por lo general aceites para el motor, para la transmisión, mandos y sistemas hidráulicos, además de grasas para los elementos que posean contacto metal-metal. (IGME, 1995)

Estos valores de costos horarios de servicio se obtienen como un porcentaje del costo horario de combustible.

Otro método para el cálculo de estos costos es considerando la condición de trabajo en la que se desarrolla la operación (favorable, medias o desfavorables). Esta metodología es aplicable para equipos que no usan combustible, porque no se especifica la maquinaria que se usa.

**Tabla 2.15.- Porcentaje aplicable a la maquinaria
según condiciones (IGME, 1995)**

Condición Favorable	1/5 * Costo horario de combustible
Condición Media	1/3 * Costo horario de combustible
Condición Desfavorable	1/2 * Costo horario de combustible

6) Costos de Reparaciones:

En este apartado se incluyen todos los gastos atribuibles a averías del equipo, considerando también los materiales como la mano de obra.

$$Reparaciones = \frac{\text{Valor de adquisición} - \text{Valor de materiales (barrenos o filtros)}}{\text{horas de vida}} \quad (2.45)$$

7) Costo de Operador:

El costo del operador es calculado por las horas de trabajo y por la remuneración salarial que recibe mensualmente.

CAPÍTULO 3

3. RESULTADOS Y ANÁLISIS

3.1 Geología

3.1.1 Geología Regional

Regionalmente los terrenos donde se ubica la concesión de pequeña minería en materiales áridos y pétreos del área denominada “CEPELES” aflora en su totalidad la formación Piñón KPñ de edad Cretácico superior (89 Ma.) (Luzieux et al., 2006), y en sus alrededores material arcilloso, limos y arenas (Eguez et al., 2017) (Ilustración 3.1).

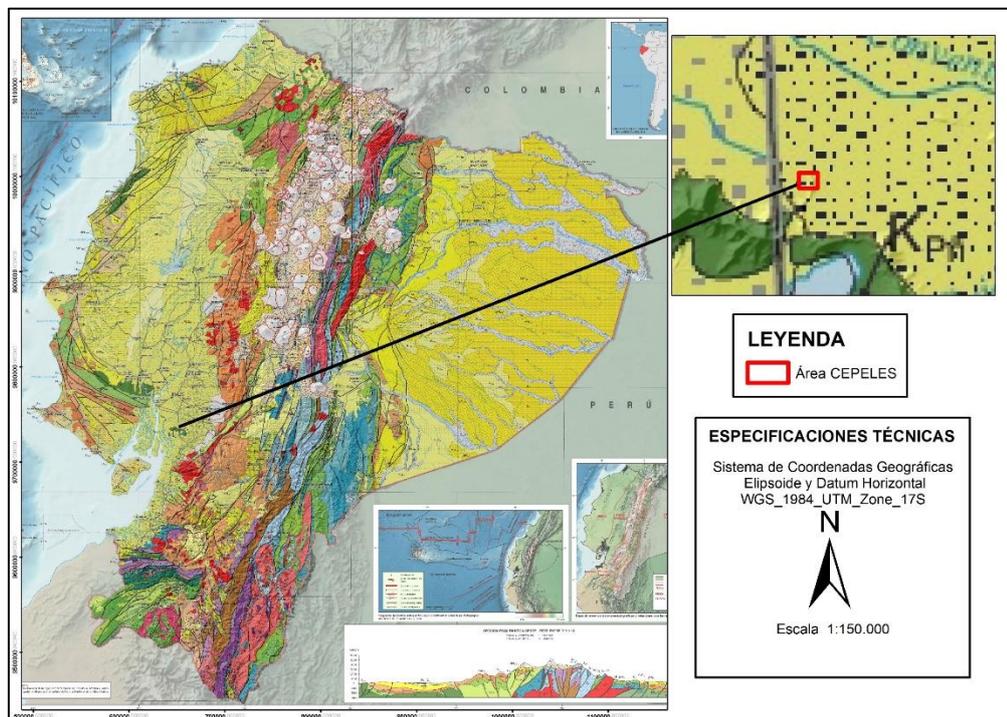


Ilustración 3.1.- Formaciones en los alrededores del área de estudio (cuadro rojo derecha):

**KPñ (Formación Piñón); Q La (llanura aluvial: arcillas, limos y arenas).
(Mapa Geológico de la República del Ecuador de Eguez et al., 2017)**

Según el levantamiento geológico por Marín et al., 1975 con la carta geológica de Naranjal de 1980 los terrenos del área denominada “CEPELES” y sus alrededores

pertenecían a la Unidad Macuchi que en ese tiempo era la equivalente de la formación Piñón en la costa ecuatoriana, posteriormente según Vallejo et al., 2007 diferenciaron la Unidad Macuchi de la formación Piñón restringiendo a rocas volcánico - sedimentarias de edad Paleoceno-Eoceno (66.0 – 33.9 Ma.) a la Unidad Macuchi y los basaltos presentes corresponderían a formar parte de la formación Piñón tal como lo muestra el mapa geológico de la República del Ecuador (Eguez et al., 2017) y el mapa geológico de la margen costera ecuatoriana (Reyes & Michaud, 2012) (ANEXO D).

La formación Piñón es una serie volcánica que localmente tiene segregaciones de características granodioríticas (Núñez Del Arco, 2003), está conformada por, volcánico-sedimentos, lavas basálticas, gabros, andesitas, doleritas, hialoclastitas, basaltos columnares que se presentan a menudo en forma de pillow lavas y varias intercalaciones volcánicas (Bristow & Hoffstetter, 1977) (Núñez Del Arco, 2003).

3.1.2 Geología Local

La zona de estudio con tres frentes de explotación se conforma por rocas de la formación Piñón mayoritariamente basaltos, muestreados en los puntos descritos a continuación (ANEXO C):

**Tabla 3.1.- Ubicación de Puntos de levantamiento de muestras (WGS-84)
(Autores, 2018)**

PUNTOS	X	Y	Z
P1	653570	9737353	17
P2	653760	9737042	39

Con un análisis macroscópico del material en campo se obtiene lo siguiente:

P1

Coordenadas (UTM-WGS84): 653570 E / 9737353 N

Cota: 17 m

A una escala macro, el afloramiento tiene la característica de ser un cuerpo masivo de intercalaciones de un tipo de roca de color verde pardo, con material arcilloso altamente meteorizado.



Imagen 3.1.- Afloramiento constituido de material altamente meteorizado con material arcilloso (Autores, 2018)

Tabla 3.2.- Descripción mesoscópica P1 (Autores, 2018)

Descripción Mesoscópica	
Código de muestra	AV-01-01
Nombre	M1
Verde a parda, meteorización de media-alta, Se identifica la presencia de basaltos, una roca volcánica. Es moderadamente dura.	



P2

Coordenadas (UTM-WGS84): 653760 E / 9737042 N

Cota: 39 m

A una escala macro, el afloramiento presenta rocas volcánicas de color grisáceo-verdoso, y material arcilloso. En el lado derecho de este frente de explotación se encontró una intercalación entre material meteorizado y sin meteorizar, lo que indicaría que podamos tener algún contacto en esta zona, pero no se puede asegurar debido a que ya ha sido explotado este frente.



**Imagen 3.2.- Afloramiento con intercalaciones con material arcilloso
(Autores, 2018)**



Imagen 3.3.- Lado derecho del tercer frente de explotación, en donde se evidencia material meteorizado y sin meteorizar (Autores, 2018)

Tabla 3.3.- Descripción mesoscópica P2 (Autores, 2018)

Descripción Mesoscópica	
Código de muestra	AV-02-01
Nombre	M2
<p>Grisáceo a negruzco, con cierto aspecto terroso, dura, abundante presencia de vetillas de mineral de color blanco. Está roca es la más usada del área CEPELES por su dureza y utilidad.</p>	



3.1.3 Petrografía

Para los ensayos de Dureza, Reactividad y Magnetismo, se obtiene los siguientes resultados:

- Dureza: 6.5 – 7.
- Reactividad con ácido (Agua Regia): No reacciona.
- Magnetismo: No magnético.

A escala Macro

Se observa en las muestras el mismo comportamiento de textura, color, pero con distinto nivel de meteorización, por ende, se especifica que se trata del mismo tipo de roca, pero con un grado distinto de alteración. Se tienen rocas ígneas con grano fino presumiéndose la presencia de **basaltos**. (ANEXO B.7)

A escala Micro

Por medio del microscopio se observa por la coloración y textura presencia mayoritaria de Piroxenos (50%), Olivinos (30%) y Plagioclasas (20%), presentados en tonalidades claras de amarillo a verde, contenido de silicatos ferro - magnésicos (sectores con coloración oscura).

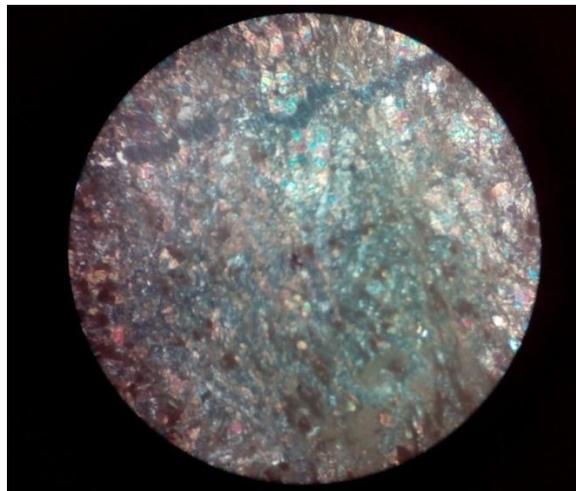


Imagen 3.4.- Visualización microscópica (Autores, 2018)

Tabla 3.4.- Clasificación de Rocas por composición y origen (Autores, 2018)

Origen	Composición			
	Félsicas	Andesíticas	Máficas	Ultramáficas
Intrusivo	Granito	Diorita	Gabro	Peridotita
Extrusivo	Riolita	Andesita	Basalto	Komatita

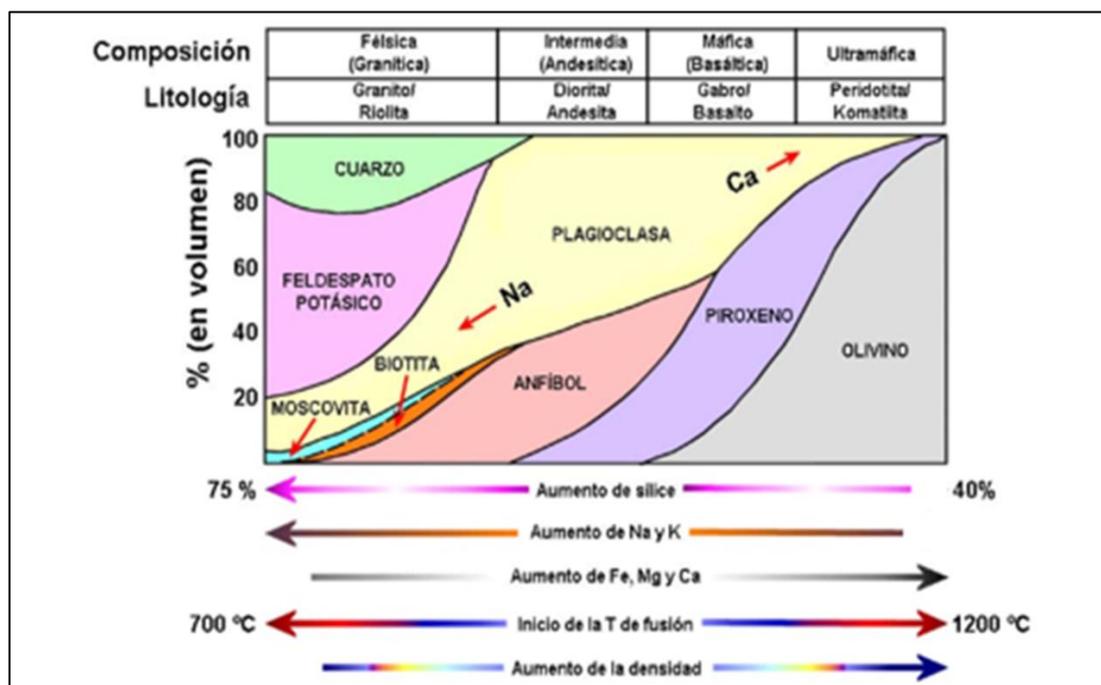


Ilustración 3.2.- Clasificación químico - mineralógica de las rocas ígneas (plutónicas y volcánicas) así como variación de algunas de sus propiedades más destacadas

En la tabla de Clasificación Química – Mineralógica por la mayoritaria composición de piroxenos se tiene que es una roca máfica (entre Basalto a Gabro) pero por el análisis macroscópico en donde se tienen granos finos se verifica la denominación de la roca, siendo un **BASALTO DE PIROXENOS**, ya que la presencia de granos gruesos es característica propia del gabro. (ANEXO B.8) (ANEXO C.1)

3.2 Geotecnia

3.2.1 Calidad del Macizo Rocoso

El RMR promedio del macizo rocoso, (Tabla 2.2) se obtiene por medio de las estaciones geomecánicas, teniéndose valores entre 46 a 57, siendo catalogado como roca de calidad Media. Respecto al RQD se tienen porcentajes entre 61 a 75, confirmando la calidad media del macizo en estudio.

Tabla 3.5.- Calidad del macizo rocoso (Autores, 2018)

Calidad del Macizo Rocoso							
EGM	RCS	RQD prom.	RMR mín.	RMR máx	GSI mín.	GSI máx.	GSI prom.
1	37	71	48	55	43	50	47
2	49	75	52	55	47	50	49
3	40	61	46	54	41	49	45
4	48	70	51	57	46	52	49

3.2.2 Parámetros de Resistencia del Macizo Rocoso

Los valores de resistencia en cada estación geomecánica, para obtener un comportamiento promedio de todo el macizo fueron obtenidos mediante RocData, usando el criterio generalizado de Hoek and Brown. (ANEXO C.2)

Tabla 3.6.- Parámetros de cada EGM (Autores, 2018)

Parámetros		EGM1	EGM2	EGM3	EGM4	Unidades
Intact Rock Strenght	σ_{ci}	37	49	40	48	MPa
Constante de Hoek y Brown	m_i	25	25	25	25	-
Constante	m_b	0.930	1.053	0.821	1.053	-
Constante	s	0.0003	0.0004	0.0002	0.0004	-
Constante	a	0.507	0.506	0.508	0.506	-
Ángulo de fricción	ϕ'	40.53	43.71	40.06	43.55	°

Fuerza cohesiva	c'	0.438	0.514	0.428	0.510	kPa
RMCS	σ_{cm}	4.626	6.556	4.670	6.422	MPa
RMTS	σ_{tm}	-0.011	-0.017	-0.010	-0.017	MPa
Módulo de deformación	E_m	2942.85	3799.85	2727.08	3760.87	MPa
Radio de Poisson	ν	0.25	0.25	0.25	0.25	-
Peso específico	γ	0.026	0.026	0.026	0.026	MN/m ³

Se obtiene un rango de 40.06° a 43.71° para el ángulo de fricción y un rango de 0.428 - 0.514 kPa para la cohesión.

3.2.3 R.C.S (Resistencia a la compresión simple)

Mediante el ensayo de RCS se obtiene (ANEXO C.3)

Tabla 3.7.- Datos obtenidos del ensayo de RCS (Autores, 2018)

Nombre	Max Fuerza (kN)	Max Tensión (N/mm²)	Max Desplazamiento (mm)
M1	79.1250	33.4500	1.18013
M2	90.1493	38.2777	0.70863
Media	84.6372	35.8639	0.94438
Desviación Estándar	7.79536	3.41370	0.33340
Rango	11.0243	4.82770	0.47150

El valor medio de la tensión es de 35.86 MPa.

Con el esclerómetro Hammer, en campo se obtiene valores de RCS de:

Tabla 3.8.- R.C.S para EGM medido con esclerómetro (Autores, 2018)

EGM1	EGM2	EGM3	EGM4	Unidades
37	49	40	48	MPa

Siendo así, que la media entre los valores de campo y laboratorio es de 40MPa. Comparando con los valores que se consideran en la siguiente tabla (Contreras, 2010), se trata de una condición de **resistencia media**.

Tabla 3.9.- Resistencia a la compresión simple y su condición

Resistencia	Condición
5-20	Muy débil
20-40	Débil
40-80	Resistencia Media
80-160	Resistencia Alta
160-320	Resistencia Muy Alta

3.2.4 Densidad del material

La densidad promedio obtenida con la metodología aplicada es de aproximadamente 2.8 ton/m³. (ANEXO C.4)

3.2.5 Análisis cinemático de los EGMs

En todas las estaciones geomecánicas se observan la formación de cuñas como estructura de posible fallamiento, sin embargo, en la EGM2 se analiza el fallamiento planar y en la EGM3 el fallamiento por vuelco de estratos, esta información se corrobora con una visita de campo en donde se observa que predomina el fallo por cuña en todas las estaciones.

- **Estación Geomecánica 1 (EGM1).** - La EGM1 está ubicada en las coordenadas WGS-84: 653574, 9737295 y a 49 msnm. En esta estación geomecánica se observa 3 familias de diaclasas principales y un plano

de corte (que es el talud presente en los frentes de trabajo) y que se los representa en la siguiente red estereográfica:

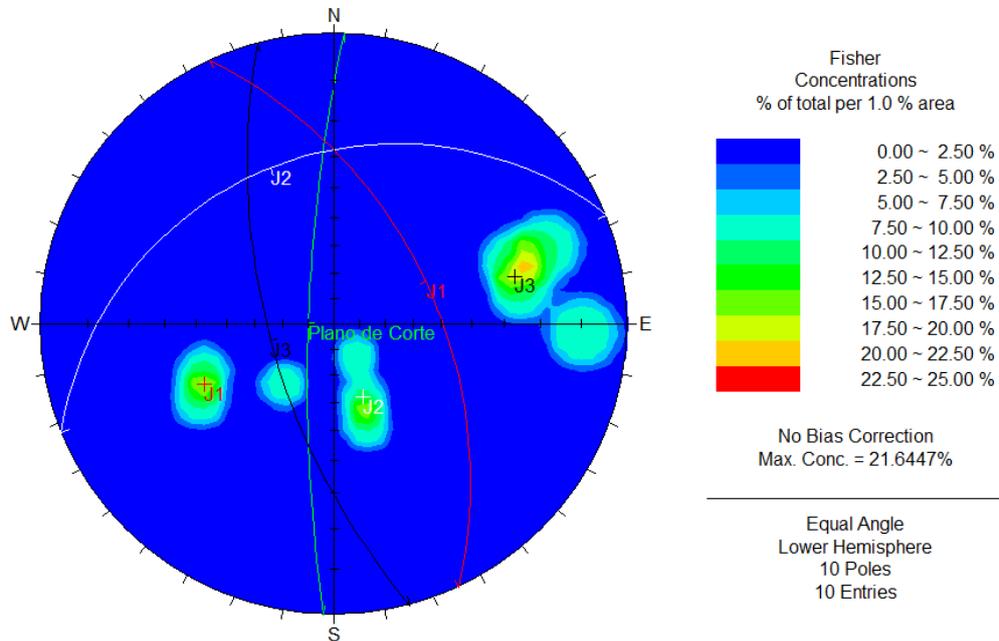


Ilustración 3.3.- Red Estereográfica de EGM1 (Rocscience, 2004a)

El plano de corte que se representa en color verde forma como su nombre lo indica, un plano que corta las 3 principales familias de discontinuidades (J1, J2, J3). La formación de la cuña se forma con las diaclasas J3, J2 y el plano de corte.

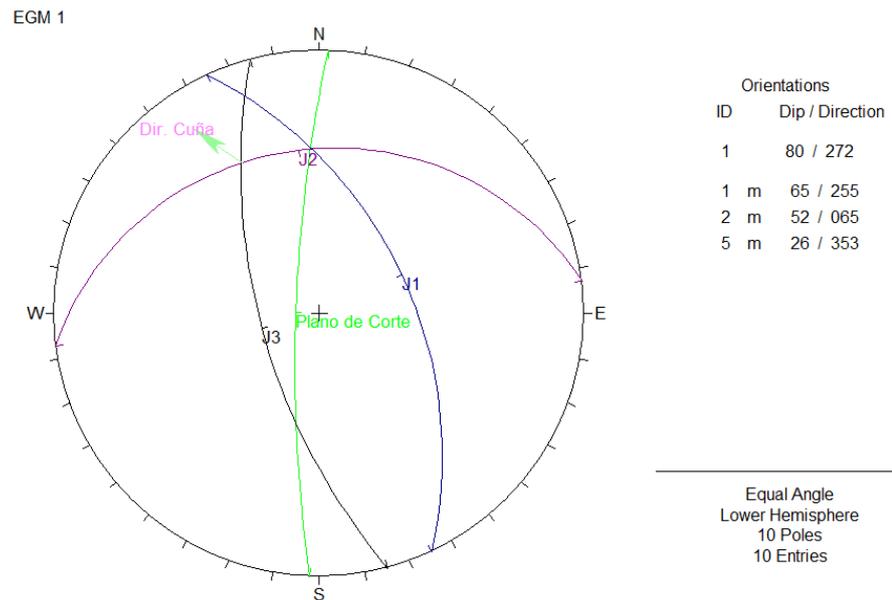


Ilustración 3.4.- Direcciones de cuñas y plano de corte, red estereográfica (Rocscience, 2004a)

Las direcciones (azimutal) de la cuña 2 son 331° y el plano de corte (talud) es 272° , se toma un ángulo de 20° más y menos que la dirección del buzamiento talud ($252^\circ - 292^\circ$), y se observa que las direcciones de las cuñas no se asemejan a la del plano de corte, lo que sugiere que no necesariamente exista riesgo de falla por cuña. La formación de cuñas en esta estación se corrobora con la visita a campo.

Para un análisis de mejor confianza, para conocer el riesgo de falla de la cuña se añade el círculo de fricción que es de 40.53° :

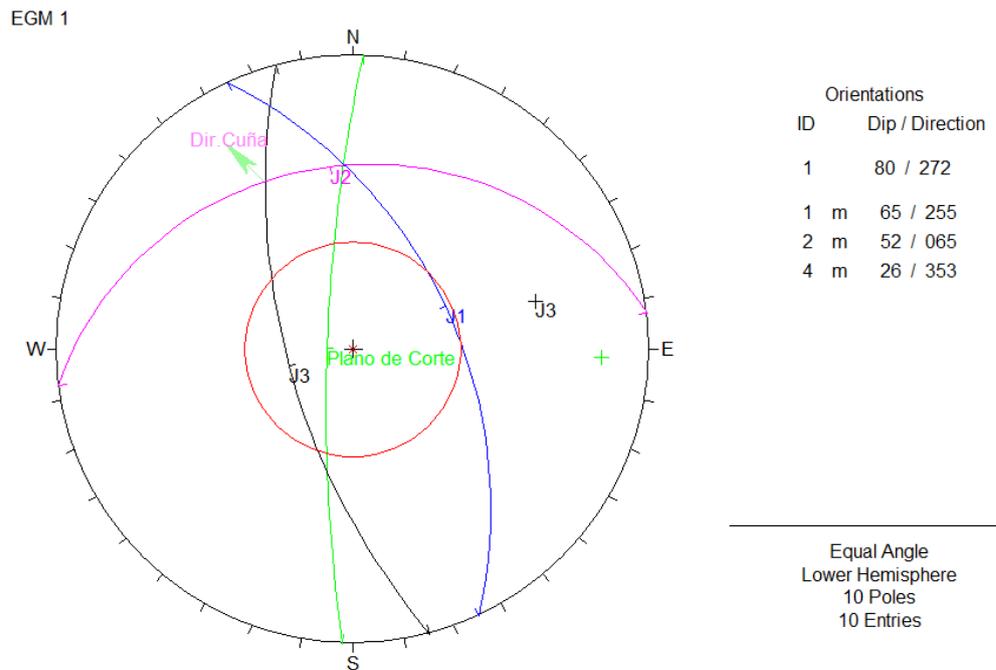


Ilustración 3.5.- Red estereográfica con el círculo de fricción interna (rojo) EGM1 (Rocscience, 2004a)

La intersección de las juntas no está dentro del círculo de fricción interna, por ende no existe el riesgo de falla por cuña. Su análisis posterior, en el software Swedge, determina un F.S. bajo de 1.5.

Si se toma en cuenta solo el plano representativo de la familia J3 se observa que:

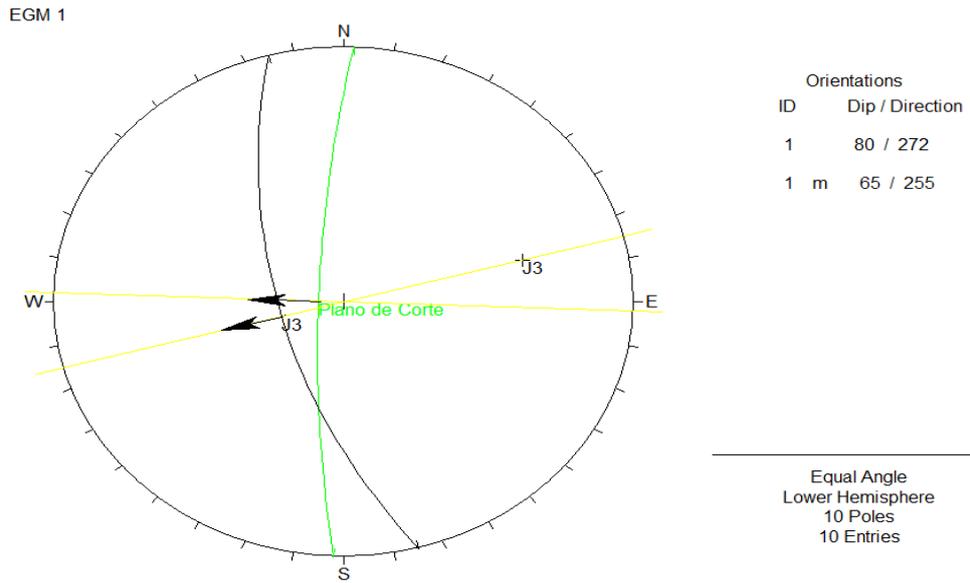


Ilustración 3.6.- Rotura planar, red estereográfica EGM1

Se observa que la dirección de buzamiento de J3 es 255° , 23° menos que la del plano de corte, y que su buzamiento también es menor. Estas características de los planos (J3 y plano de corte) son consideradas para un análisis cinético de las roturas planares. Si se toma en cuenta el círculo de fricción para esta estación:

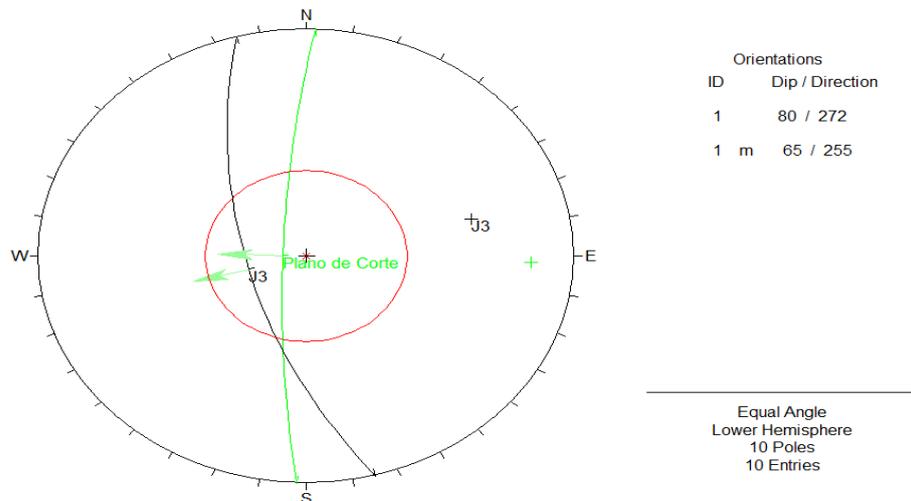


Ilustración 3.7.- Red estereográfica con el círculo de fricción interna (rojo) EGM1 (Rocscience, 2004a)

Las direcciones de las discontinuidades se encuentran dentro del círculo de fricción por lo que la posibilidad de fallo es cinemáticamente posible.

- **Estación Geomecánica 2 (EGM2).**- La EGM2 está ubicada en las coordenadas WGS-84: 653599, 9737285 y a 34 msnm. En esta estación geomecánica se observan 3 familias de diaclasas principales (J1, J2, J3) y un plano de corte (talud de trabajo) que se representan en la siguiente red estereográfica.

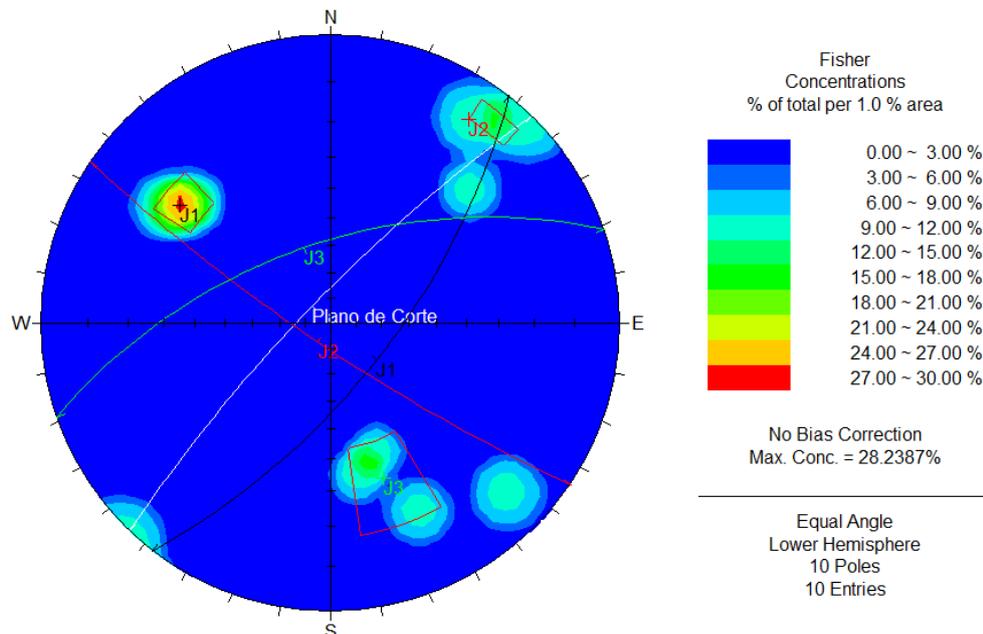


Ilustración 3.8.- Red estereográfica con el círculo de fricción interna (rojo) EGM1 (Rocscience, 2004a)

El plano de corte que se representa con una línea de color blanco al intersecar con 2 familias principales (J3 y J1), forman cuñas que son propensas a su deslizamiento, debido a que la dirección de buzamiento del plano de corte es de 314° (dentro de un rango aprox. 20°) se asemeja a la cuña (294°).

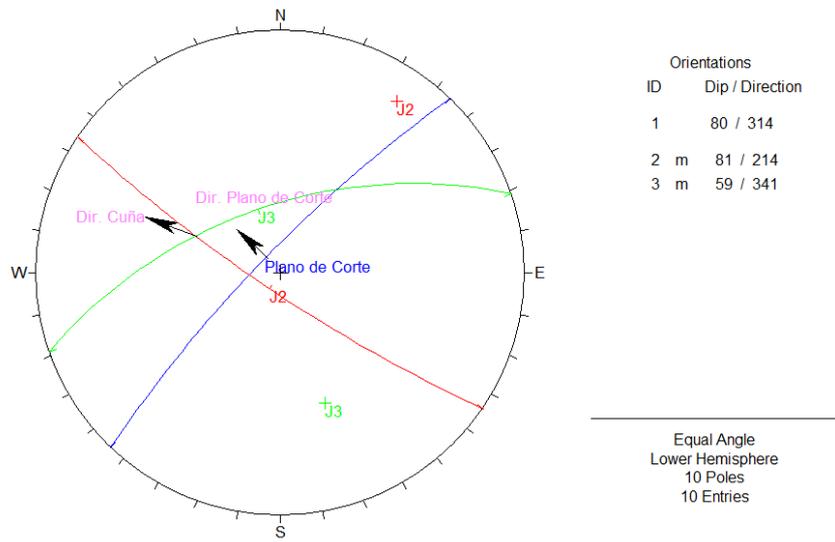


Ilustración 3.9.- Rotura por cuña, red estereográfica, EGM2 (Rocscience, 2004a)

Con el círculo de fricción (43.71°) incluido en la red estereográfica se tiene que:

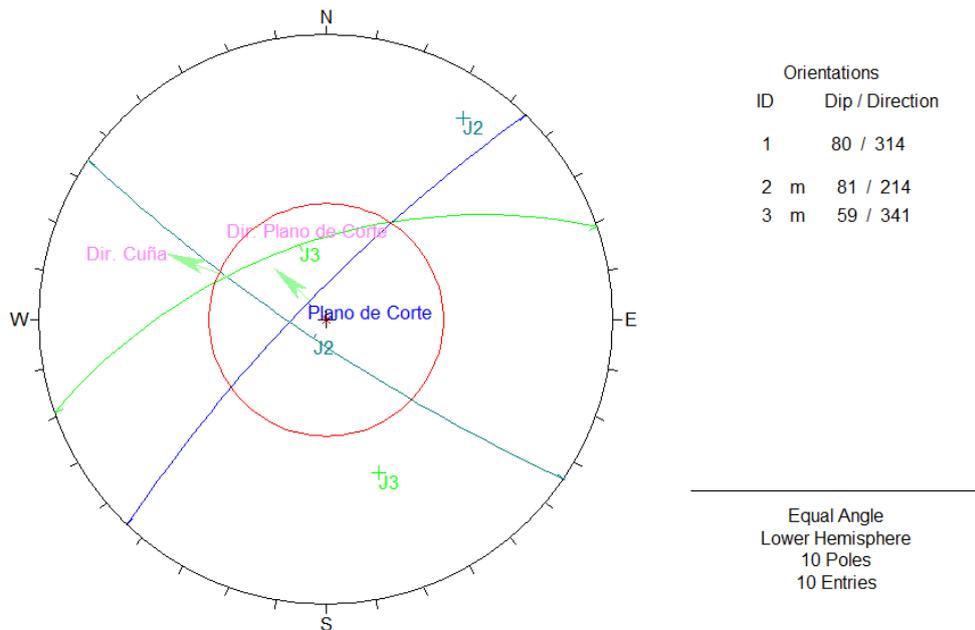


Ilustración 3.10.- Red estereográfica con el círculo de fricción interna (rojo) EGM2 (Rocscience, 2004a)

Cinemáticamente el fallo es posible ya que la dirección de la cuña está dentro del círculo de fricción.

Otra situación que compromete tanto a la familia de juntas J1 como al plano de corte es la posible generación de una falla por vuelco de estratos, esto es provocado por los buzamientos opuestos entre dichos planos y sus rumbos similares (diferencia de menos de 20°), además de encontrarse dentro del círculo de fricción. Por lo tanto, la condición para el fallamiento de estructuras por vuelco, $\psi \geq 90 + \varphi - \beta$, se cumple. ($80^\circ \geq 90^\circ + 44.32^\circ - 67^\circ$) ($80^\circ \geq 67.32$). Puede existir posibilidad de fallamiento por vuelco, pero corroborando en campo se puede observar mayoritariamente la formación de cuñas en esta EGM.

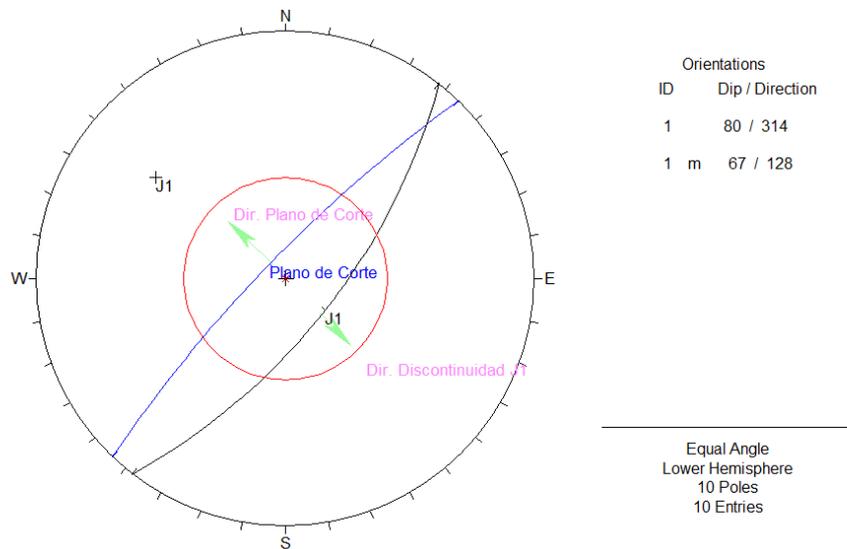


Ilustración 3.11.- Red estereográfica con el círculo de fricción interna (rojo) EGM2 (Rocscience, 2004a)

- **Estación Geomecánica 3 (EGM3).**- La EGM3 está ubicada en las coordenadas WGS-84: 653654, 9737186 y a 50 msnm. En esta estación geomecánica se observan 3 familias de diaclasas principales y un plano de corte que vienen representadas en la siguiente red estereográfica:

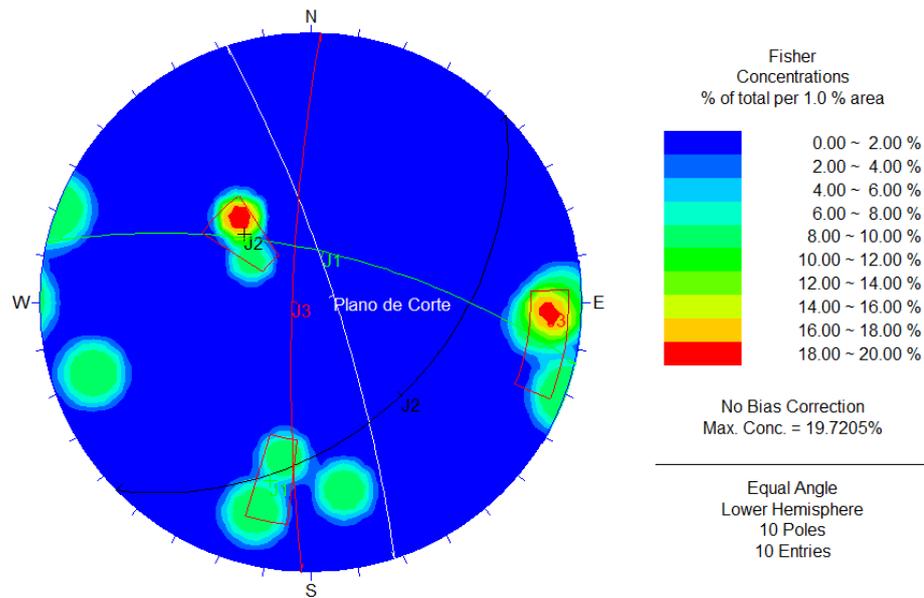


Ilustración 3.12.- Red Estereográfica de EGM3 (Rocscience, 2004a)

Como aspecto relevante, la intersección que existe entre las familias de juntas o diaclasas, J1 y J2, con el plano de corte, propician la situación ideológica de la creación de cuñas que pueden deslizarse hacia una dirección (90°) cercana a la que buza el plano de corte (20° de rango para 72° de dirección de buzamiento del plano de corte).

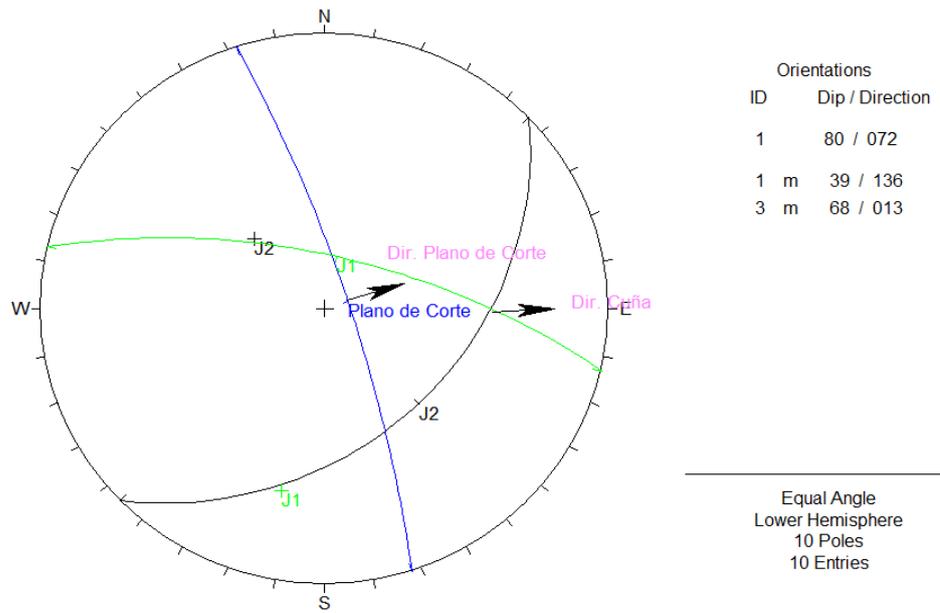


Ilustración 3.13.- Red Estereográfica de EGM3 (Rocscience, 2004a)

Con el círculo de fricción (40.06°) para esta estación actuando en la red estereográfica:

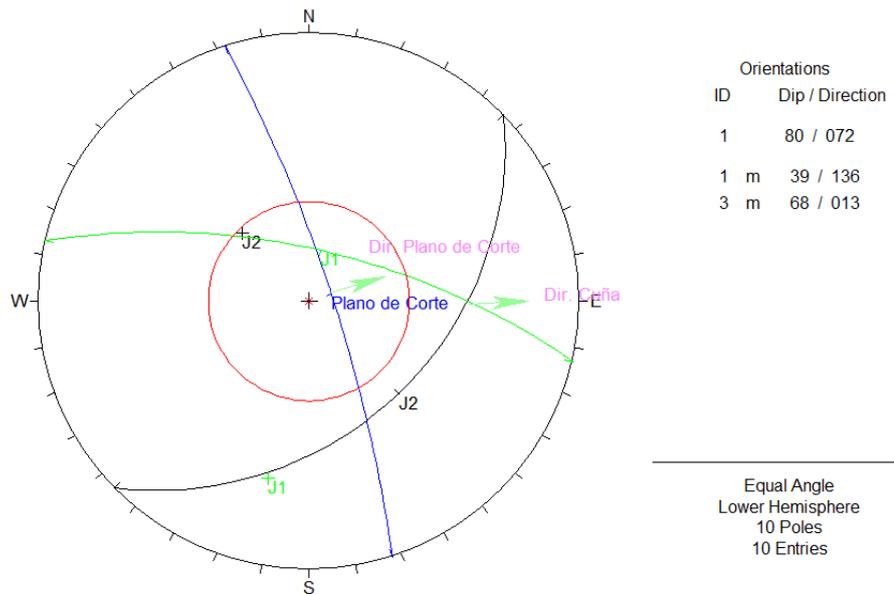


Ilustración 3.14.- Red estereográfica con el círculo de fricción interna (rojo) EGM3 (Rocscience, 2004a)

La estructura de deslizamiento no se encuentra dentro del círculo de fricción por lo que el fallo no es cinemáticamente posible. Su análisis posterior, en el software Swedge, determina un F.S. bajo de 1.5.

- **Estación Geomecánica 4 (EGM4).**- La EGM4 está ubicada en las coordenadas WGS-84: 653760, 9737042 y a 39 msnm. En esta estación geomecánica se observan 3 familias de diaclasas principales y un plano de corte que vienen representadas en la siguiente red estereográfica.

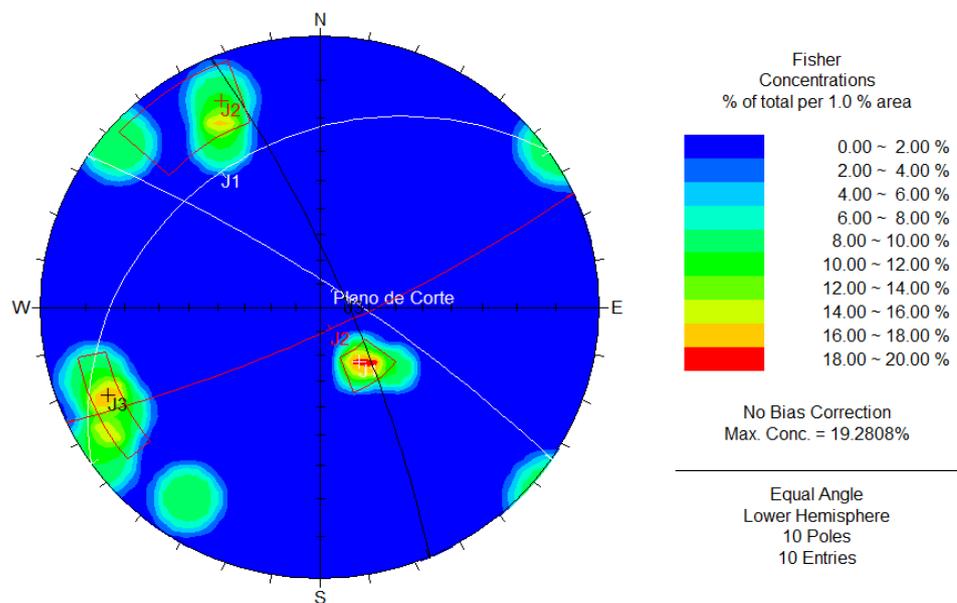


Ilustración 3.15.- Red Estereográfica de EGM4 (Rocscience, 2004a)

La generación de cuñas es provocada por la intersección de los planos de las juntas J1, J3 y el plano de corte. Este bloque no presenta una complicación en cuanto a deslizamiento ya que la dirección de buzamiento de esta cuña es de 343° y la del plano de corte (Talud) es de 34° (20° de rango), no se asemejan.

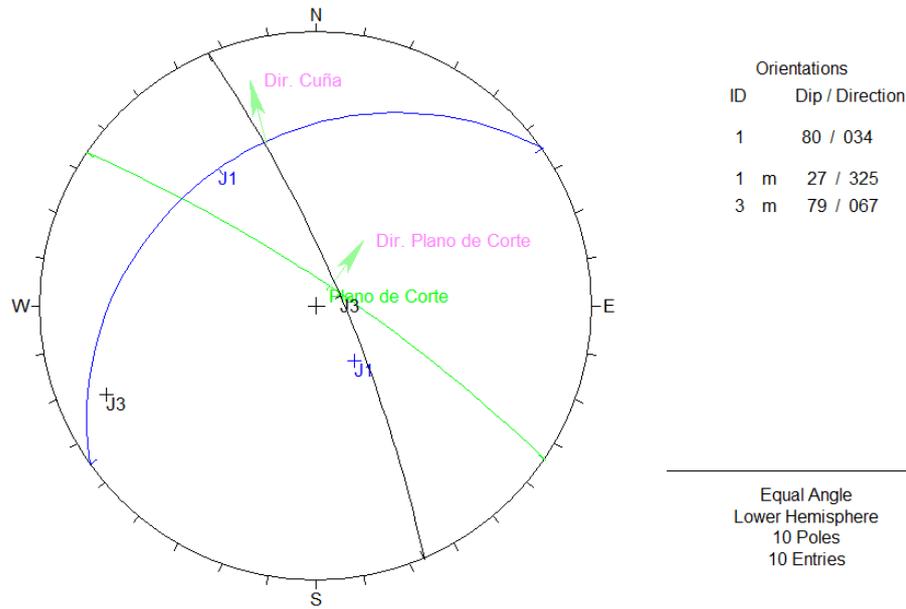


Ilustración 3.16.- Red Estereográfica de EGM4

Con círculo de fricción (43.55°) actuando en la red se tiene que:

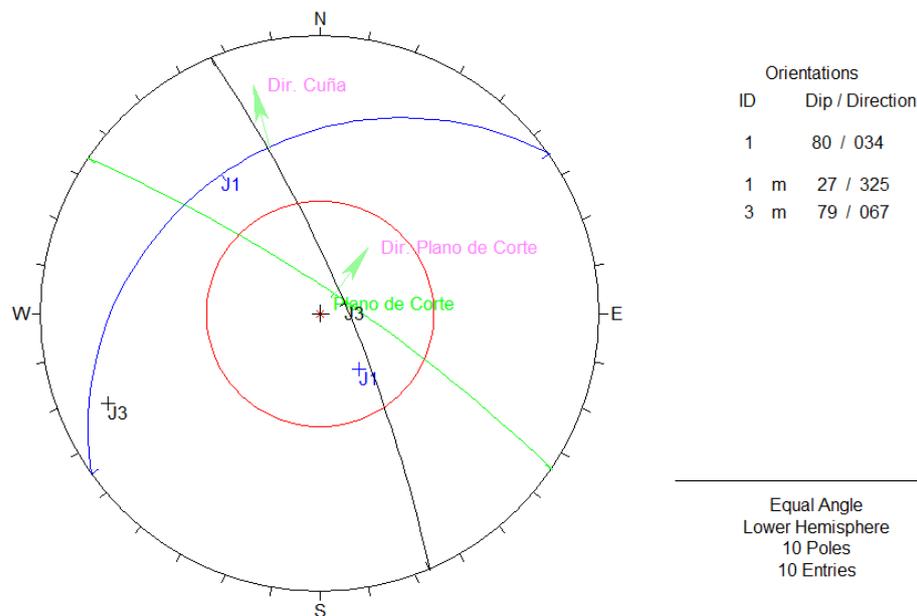


Ilustración 3.17.- Red estereográfica con el círculo de fricción interna (rojo) EGM4 (Rocscience, 2004a)

La estructura de deslizamiento no se encuentra dentro del círculo de fricción por lo que el fallo no es cinemáticamente posible. Su análisis posterior, en el software Swedge, determina un F.S. bajo de 1.5

En campo, en los frentes de las EGMs se observan estructuras de cuñas.



Imagen 3.5.- Estructura de cuña en los frentes de las EGMs (de izquierda a derecha y de arriba hacia abajo EGM1, EGM2, EGM3, EGM4) (Autores, 2018)

3.2.6 Análisis de cuñas (Programa Swedge)

En el software se anotan como entradas datos de orientación de los planos que forman la cuña, así como los parámetros geomecánicos de la roca (ángulo de fricción y cohesión), parámetros físicos (densidad) y geométricos del talud (altura y ángulo). El software genera un factor de seguridad dependiendo de la probabilidad de que la cuña se deslice. (Anexo C.5)

**Tabla 3.10.- Factores de seguridad para cada estación geomecánica
(Autores, 2018)**

F.S	EGM1	1.29
	EGM2	1.14
	EGM3	1.36
	EGM4	1.40

3.3 Topografía

3.3.1 Topografía de la concesión

Se obtiene la topografía haciendo uso del método de fotometrías con la ayuda de un dron y el software Pix4D para la generación de curvas de nivel y su siguiente modificación a detalle en el software AutoCAD. Como resultado se observa un plano topográfico, cuyas cotas se encuentran entre 9 a 150 msnm. (ANEXO C.6)

3.3.2 Cálculo de Reservas

Se estiman las reservas por el método de perfiles, donde se utilizan perfiles transversales del terreno, separados a cierta distancia con la finalidad de conseguir volúmenes parciales y poder calcular el volumen total. El método es aplicado para cada frente de explotación, se toma en cuenta la cota mínima de 9 msnm que corresponde a la elevación de la carretera exterior:

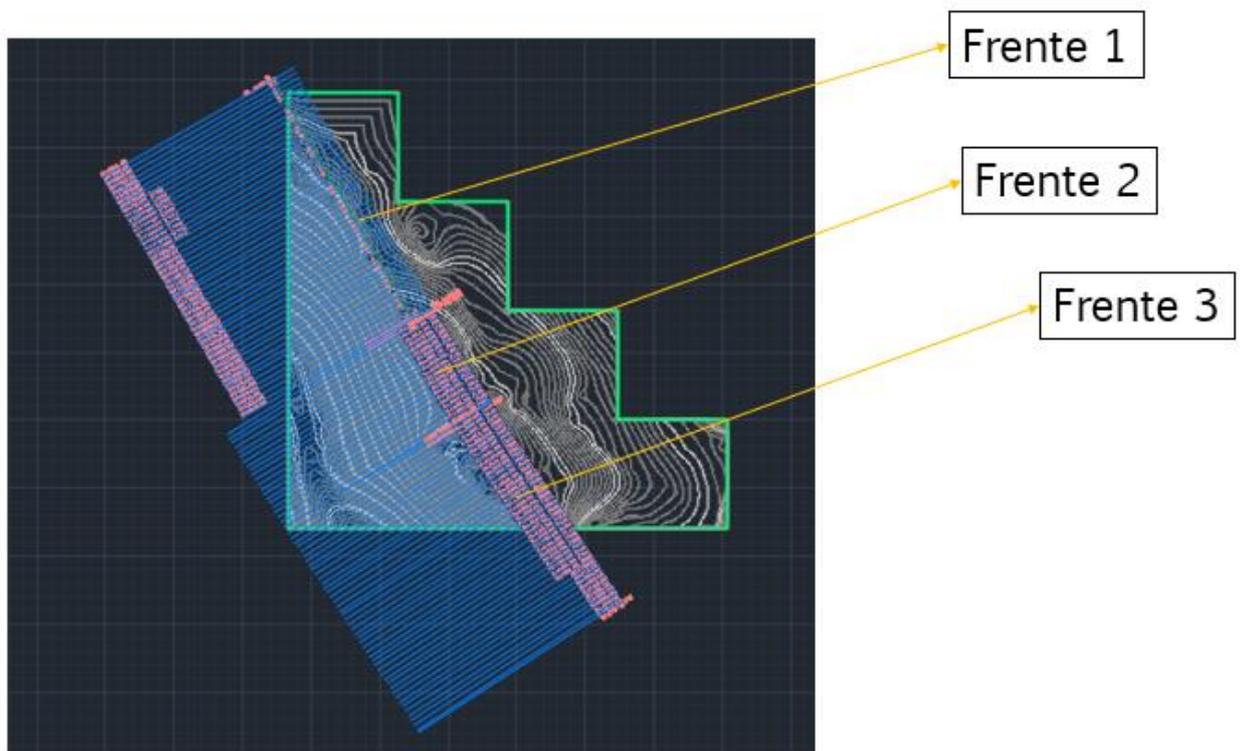


Ilustración 3.18.- Cálculo de reservas por el método de perfiles, para los 3 frentes de explotación (Autores, 2018)

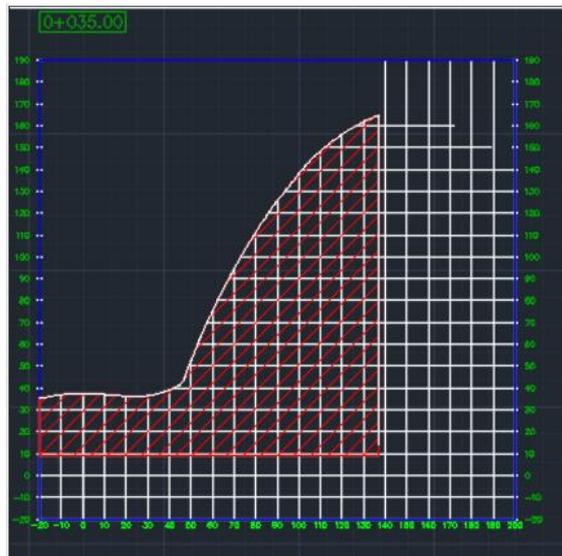


Ilustración 3.19.- Ejemplo de corte de un perfil para cálculo de reserva (Autores, 2018)

Para cada frente se obtienen los siguientes valores de reservas:

Tabla 3.11.- Reservas calculadas en la Concesión CEPELES (Autores, 2018)

FRENTE	VOLUMEN (m3)
Frente 1	976215.96
Frente 2	1'681597.45
Frente 3	977163.75
TOTAL RESERVAS:	3'634977.16

Los volúmenes están tomados en cuenta con el sistema de explotación actual, es decir que son los valores de reservas desde el frente de explotación hasta el límite de la concesión, ya que se considera que los materiales hacia al frente de la explotación son solamente para limpieza (no representan reservas explotables).

3.3.3 Volumen real por extraer

Considerando que existirán taludes finales en la explotación, una parte de las reservas no podrán ser extraídas puesto que estas formarán parte del bordo final de explotación.

Se plantea crear 5 perfiles de taludes finales con la finalidad de no perturbar la morfología original del terreno al final de la explotación:

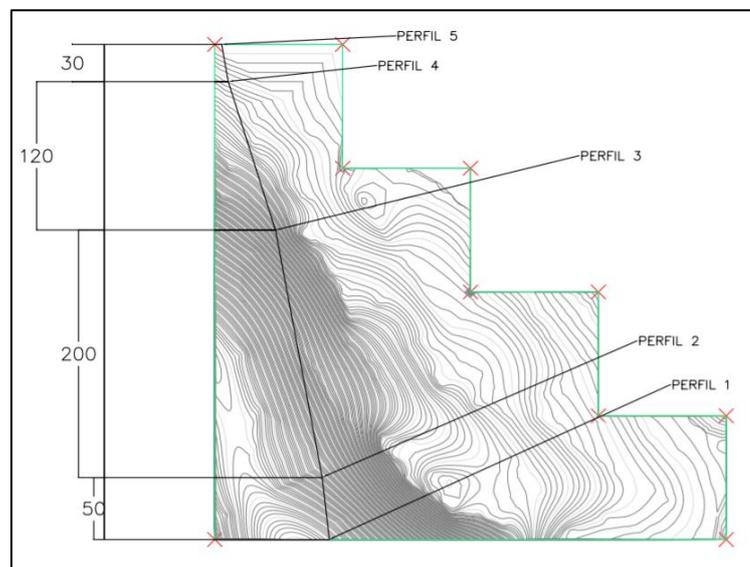


Ilustración 3.20.- Ubicación de los perfiles en el mapa topográfico (valores numéricos en metros) (Autores, 2018)

Estos perfiles transversales son considerados para la generación de un sólido más adecuado con la morfología del terreno, y así, poder obtener el volumen de material de pérdida que constituirá el bordo o talud final de explotación.

Los perfiles en vista transversal se muestran en las siguientes imágenes:

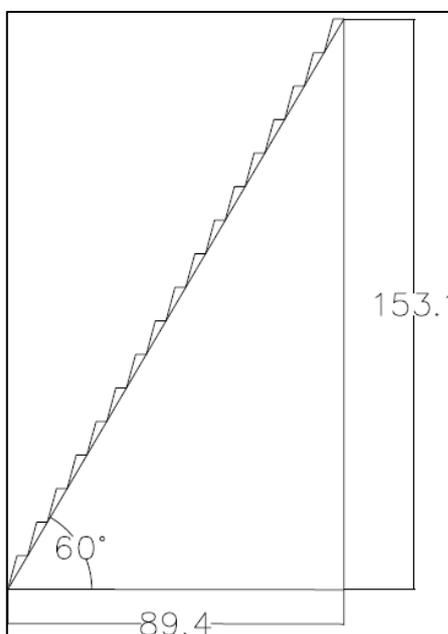


Ilustración 3.21.- Perfil 1* (Autores, 2018)

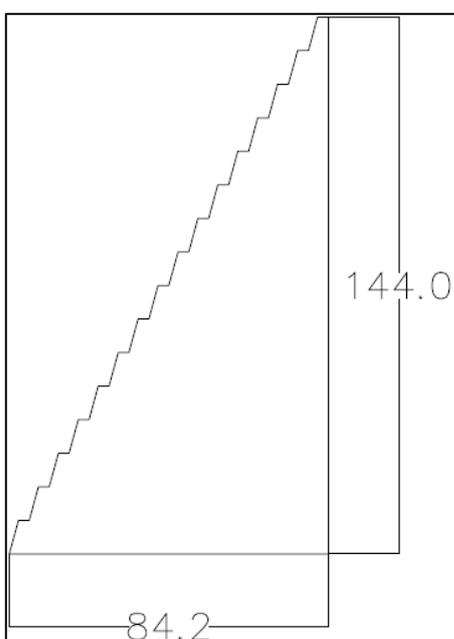


Ilustración 3.22.- Perfil 2* (Autores, 2018)

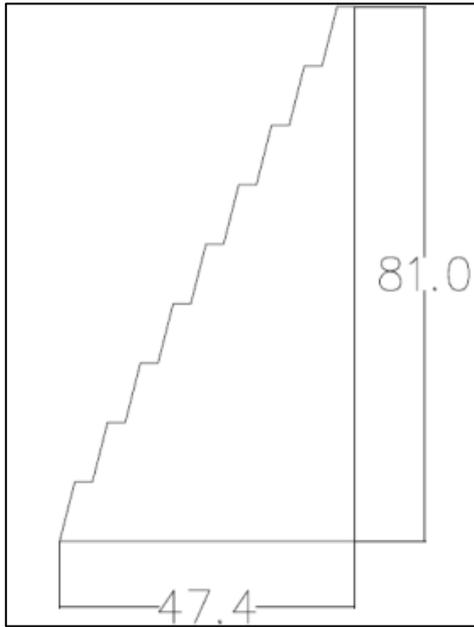


Ilustración 3.23.- Perfil 3* (Autores, 2018)

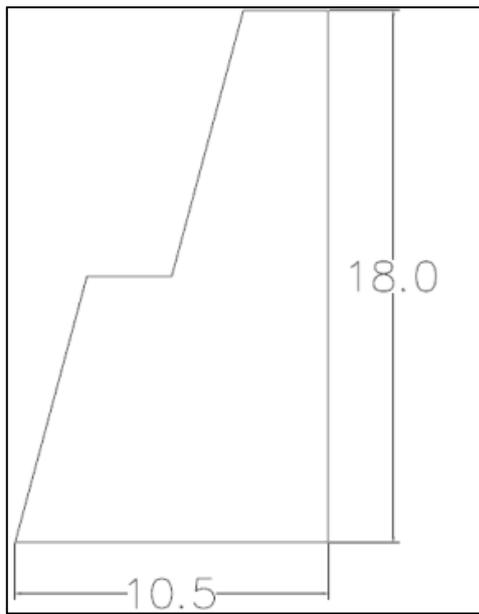


Ilustración 3.24.- Perfil 4* (Autores, 2018)

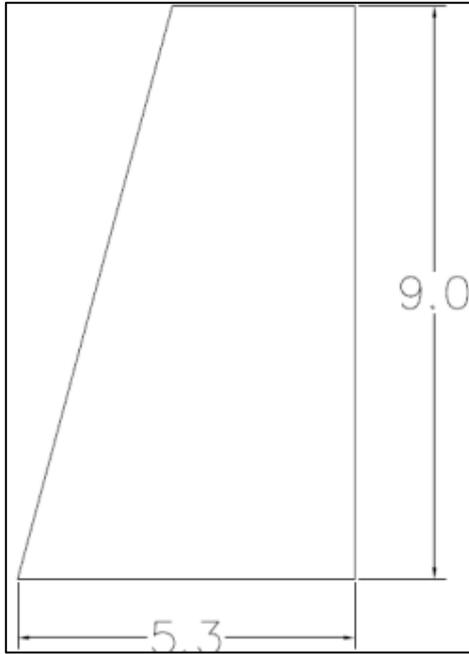


Ilustración 3.25.- Perfil 5* (Autores, 2018)

***Valores de mediciones en metros y ángulo en grados**

Por lo tanto, los perfiles mostrados anteriormente forman como se observan en la siguiente imagen, bloques o volúmenes parciales, que constituirán el volumen final del material de pérdida:

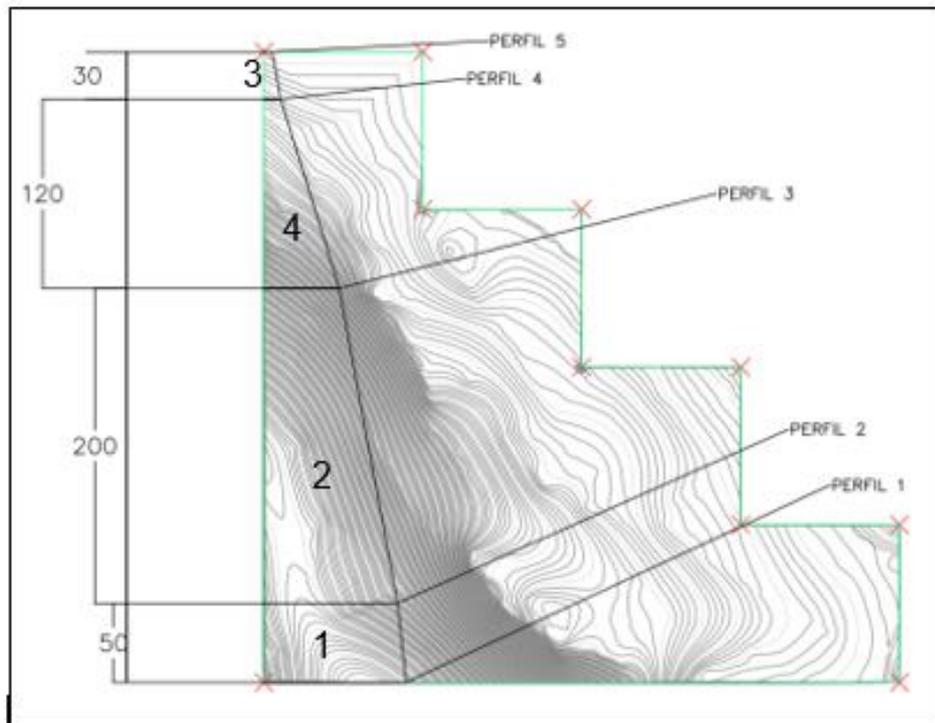


Ilustración 3.26.- Bloques para obtención de volúmenes (Valores de mediciones en metros) (Autores, 2018)

Por cálculo de las áreas medias se obtienen los siguientes valores de volúmenes por bloque y un volumen total.

Tabla 3.12.- Volumen del talud final de explotación (Autores, 2018)

Perfil	Área transversal (m ²)	Distancia(m)	Bloque	Volumen Parcial (m ³)
1	7060.61	50	1	333177.75
2	6266.50	200	2	829976.00
3	2033.26	120	3	129217.2
4	120.36	30	4	2352.9
5	36.50	-	-	-
Total				1'294723.8

Por lo tanto, las **Reservas Reales** a explotar se consigue mediante la resta del volumen total considerado como **Reservas** (3'634977.16 m³) y el considerado **Material de Pérdida** (1'294723.8 m³) obteniéndose **2'340253.36 m³**.

3.4 Parámetros de explotación

El diseño de explotación para la propuesta de optimización es el método de cantera por banqueo descendente (IGME, 1995), donde las reservas reales a explotar serán extraídas, como su nombre lo indica, aplicando bancos de explotación descendentes hasta llegar a la cota mínima (9 msnm), en el cual se deja un talud final de explotación cuyo material se considera como pérdida.

En la siguiente tabla se muestran los resultados para los parámetros de diseño de explotación, en referencia a las ecuaciones del capítulo 2 del apartado de diseño de explotación:

**Tabla 3.13.- Valores para los parámetros de diseño de explotación
(Autores, 2018)**

Parámetros de Diseño de Explotación	Valor
Altura de banco	9 m
Ángulo de banco	75°
Ancho de Berma	2.85 m
Ancho de Vía	10.5 m
Ancho Plataforma de Trabajo	27.4 m
Ancho de derrame	1.3 m
Ángulo de talud final*	60°

***El ángulo de talud final fue estimado por medio del esquema del talud final en el software AutoCAD Civil 3D.**

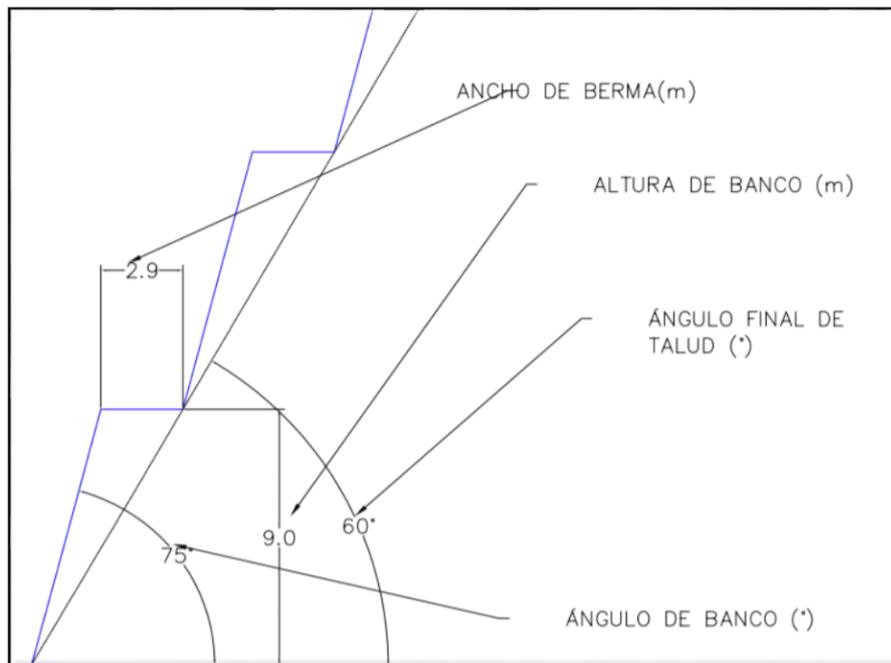


Ilustración 3.27.- Ángulo final del talud
(valores de ancho de berma y altura de banco en metros)
(Autores, 2018)

3.5 Factores de Seguridad (F.S)

3.5.1 Cuñas

La situación actual presenta los valores de F.S como se muestran en la Tabla 3.10.

Al poseer los nuevos valores de parámetros de diseño (altura de banco y talud) y mediante el software Swedge, se obtienen los siguientes valores de F.S optimizados: (ANEXO C.7)

Tabla 3.14.- FS. Optimizado por cada EGM (Autores, 2018)

F.S	EGM1	2.24
	EGM2	1.95
	EGM3	2.34
	EGM4	2.39

3.5.2 Taludes

Para el análisis del factor de seguridad en taludes se toma en consideración lo expuesto en la NEC (Norma Ecuatoriana de la Construcción) donde se toma un valor estándar (con condición estática y agua subterránea normal) de 1.5. (NEC, 2011)

Para el talud (76 m de altura y 88° de inclinación) que existe actualmente en el diseño de explotación, analizado en el software Slide por el criterio de Hoek & Brown, se obtiene un F.S de 0.515. Valor muy bajo que refleja la elevada posibilidad de falla.

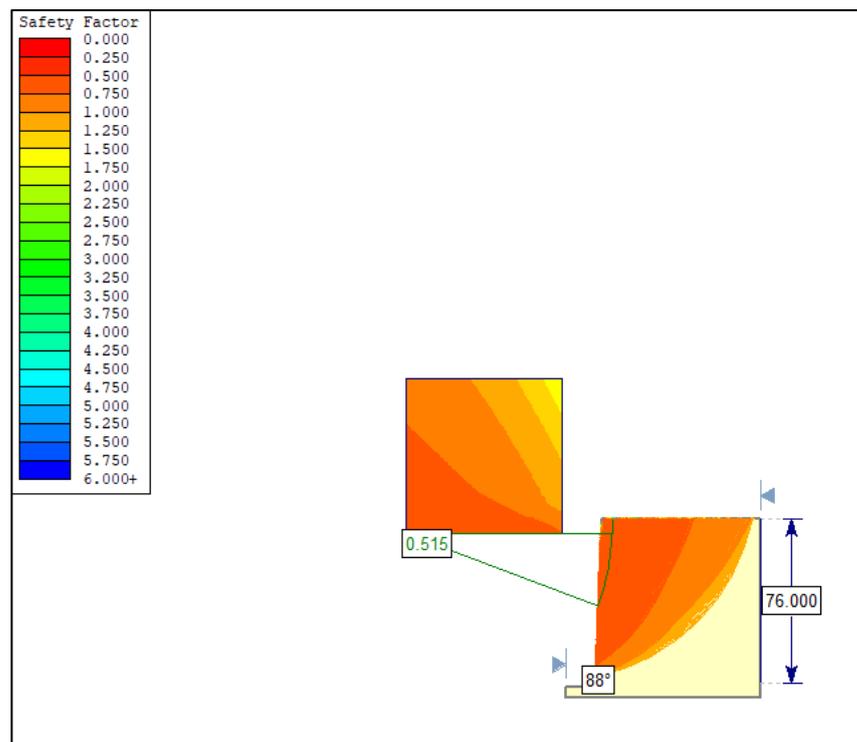


Ilustración 3.28.- F.S para el talud actual(Autores, 2018)

Al alcanzar la cota mínima de explotación utilizando el método de banqueo descendente, resultan los taludes globales, los que han sido expuestos en las ilustraciones 3.21, 3.22, 3.23, 3.24, 3.25. En este caso, el factor de seguridad para cada uno de ellos se muestra a continuación:

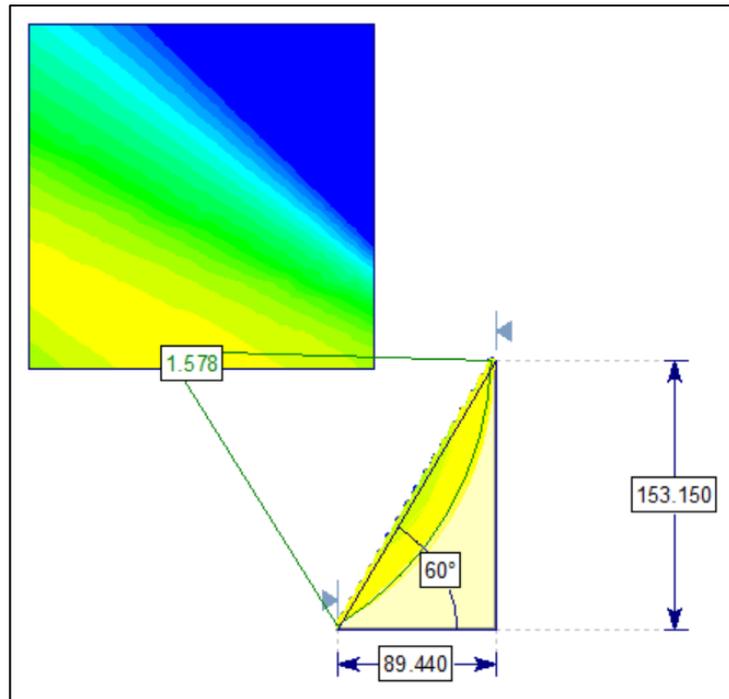


Ilustración 3.29.- Factor de seguridad del Perfil 1 (Autores, 2018)

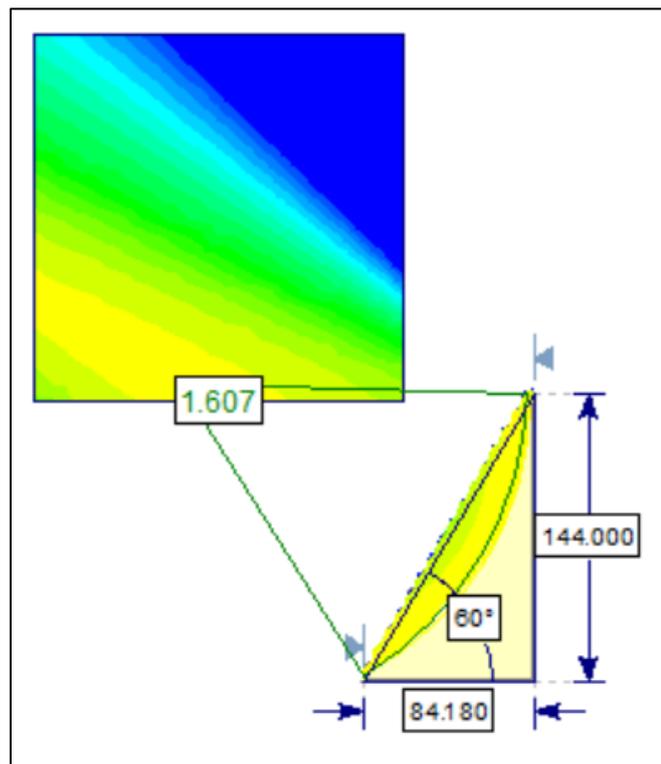


Ilustración 3.30.- Factor de seguridad del Perfil 2 (Autores, 2018)

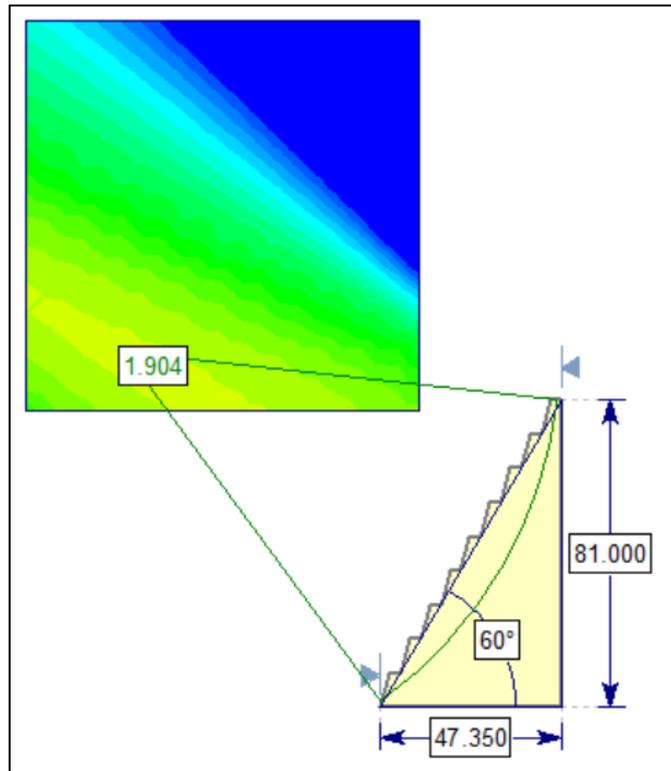


Ilustración 3.31.- Factor de seguridad del Perfil 3 (Autores, 2018)

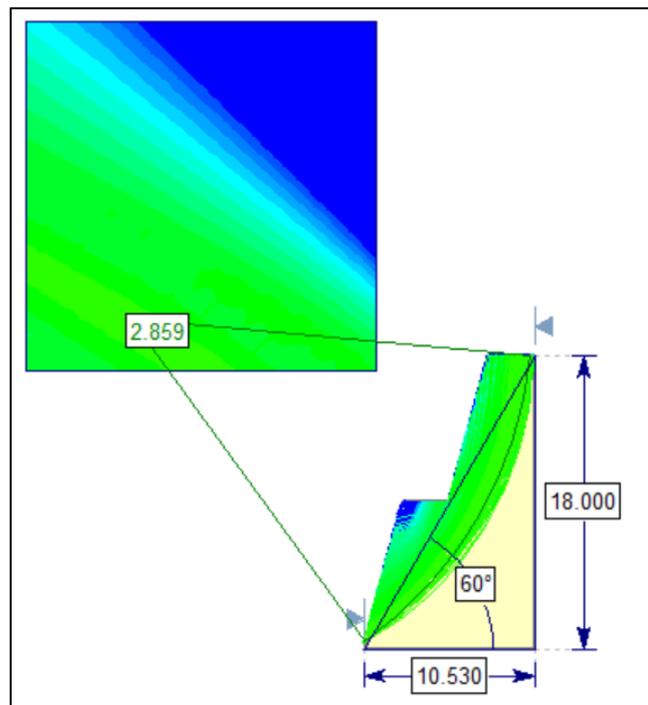


Ilustración 3.32.- Factor de seguridad del Perfil 4 (Autores, 2018)

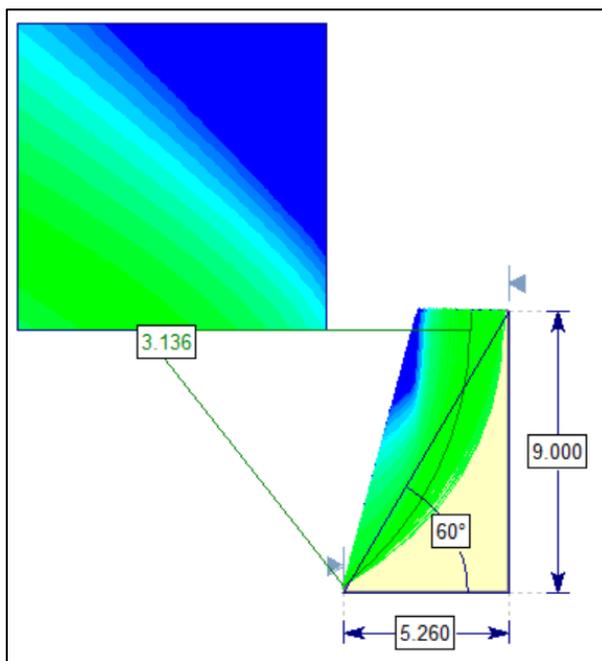


Ilustración 3.33.- Factor de seguridad del Perfil 5 (Autores, 2018)

Para el cálculo del factor de seguridad se ha utilizado el software Slide, el cual considera los parámetros del material (peso unitario, la resistencia a la compresión simple, los valores “m” y “s” que considera Hoek & Brown) y la geometría que caracteriza el talud. En la tabla 3.16 se muestra el valor del F.S para cada perfil.

Tabla 3.15.- F.S para los taludes finales (Autores, 2018)

Perfil	F.S.
1	1.57
2	1.60
3	1.90
4	2.86
5	3.13

Los valores de F.S. para cada uno de los taludes finales o globales son mayores a 1.5 como lo recomienda NEC. Estos nuevos F.S. otorgan una mayor confianza en la estabilidad de los taludes.

3.6 Técnicos - Carga

El equipo de carga analizado corresponde a una máquina excavadora / cargadora marca Volvo Serie EC290C. Un resumen de sus especificaciones técnicas se presenta en la siguiente tabla:

**Tabla 3.16.- Especificaciones Volvo EC290C (Catálogo Volvo EC290C)
(Anexo E) (Autores, 2018)**

Modelo	Volvo EC380D
Largo de pluma (m)	6.2
Cazo capacidad (t/m ³)	1.5
Largo de brazo (m)	3.05
Largo de la excavadora (m)	10.42
Ancho de la excavadora (m)	3.19
Alcance máximo de excavación (m)	10.69
Potencia del Motor (kW)	153

Para el análisis del ciclo de carga, se toma en consideración los tiempos involucrados para un análisis de la situación actual. Los tiempos tomados en campo son mostrados en la siguiente Tabla 3.18:

Tabla 3.17.- Tiempos de ciclo de Volvo EC290C (Actual) (Autores, 2018)

TIEMPOS VOLVO 290		
Dato	Unidad	Valor
Tiempo ciclo excavadora	s	57.6
Tiempo ciclo excavadora	min	0.96
Tiempo demora llenar un cazo	s	26.875
Tiempo viaje lleno	s	8.375
Tiempo descarga cucharón	s	7.125
Tiempo viaje vacío	s	5.625
Coefficiente reserva	----	1.2

El resultado del análisis de tiempos tiene como finalidad aportar información referente para el cálculo del coeficiente de utilización de la maquinaria Volvo EC290C.

Tabla 3.18.- Demoras (paradas) y Ku (coeficiente de utilización) para la excavadora Volvo EC290C (Actual) (Autores, 2018)

Paradas Obligatorias VOLVO 290		
Dato	Unidad	Valor
Revisión del equipo	min	15
Baño	min	15
Máquina encendida sin usar	min	60
Pausa Activa	min	69
Total Paradas Mayores	min	129
Total Paradas Mayores	h	2.15
Total Paradas Menores	min	30
Total Paradas Menores	h	0.5
Tiempo de parada	min	159
Hora de parada	h	2.65
Horas Brutas	h	6.85
Horas Netas	h	6.35
Tiempo efectivo turno	min	381
Tiempo efectivo turno	h	6.35
Hora de presencia	h	9
Coeficiente Utilización Ku	-----	0.706

Este análisis permite estimar una producción horaria de la maquinaria en estudio:

Tabla 3.19.- Producción horaria Volvo EC290C (Actual) (Autores, 2018)

PRODUCCIÓN HORARIA (RENDIMIENTO)		
Dato	Unidad	Valor
Capacidad cazo	m ³	1.8
Factor Eficiencia	E	0.6
Factor Llenado cazo	F	0.8
Factor Corrección altura pila	H	1
Factor Corrección ángulo giro	A	1
Factor Conversión Volumétrica	---	0.7
Ciclo cazo	min	0.96
Producción Horaria (Rendimiento)	m³/h	54.000
Producción Diaria	m³	342.900
Días Laborados al mes	días	22
Producción Mensual	m ³	7543.800

De acuerdo con el esquema de carga actual, se observa que el ángulo de giro para la carga de material es de 180°. Este esquema provoca un aumento en el tiempo del ciclo de carga y consecuentemente provoca una disminución de la productividad, que a su vez se traduce en un aumento del consumo de combustible, lubricantes y costos de reparaciones por m³ de material extraído. De esta manera se propone un diseño optimizado de carga, con la reducción del ángulo de 180 a 45°, tal como se muestra la siguiente ilustración:

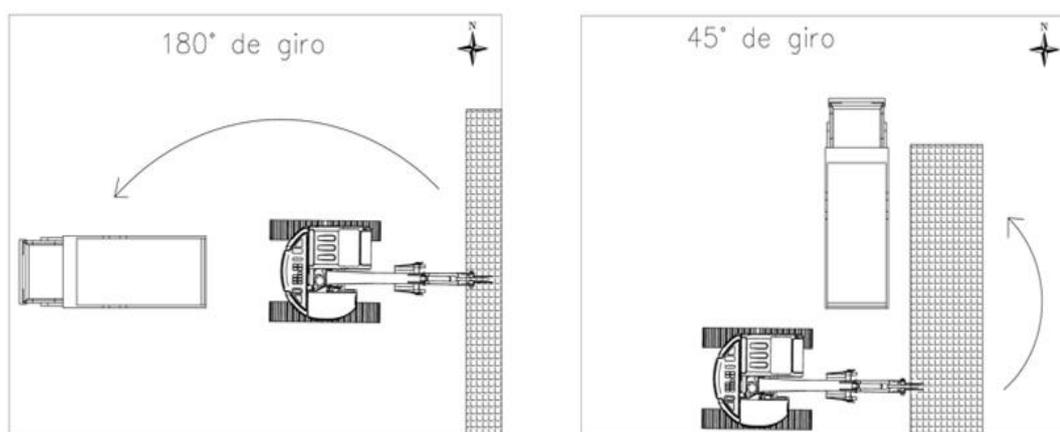


Ilustración 3.34.- Ángulos de giro (Actual y Optimizado) para el ciclo de carga (Autores, 2018)

Al aplicar la reducción del ángulo de 180° a 45° se logra optimizar el Ku, además, reducir el tiempo ciclo de carga y aumentar la producción horaria, como se observa en la siguiente tabla:

Tabla 3.20.- Tiempos de ciclo de Volvo EC290C (Optimizado) (Autores, 2018)

TIEMPOS VOLVO 290		
Dato	Unidad	Valor
Tiempo ciclo excavadora	s	51.48
Tiempo ciclo excavadora	min	0.858
Tiempo demora llenar un cazo	s	26.875
Tiempo viaje lleno	s	5.5
Tiempo descarga cazo	s	7.125
Tiempo viaje vacío	s	3.4
Coefficiente reserva	----	1.2

Tabla 3.21.- Demoras y Ku para la excavadora Volvo EC290C (Optimizado) (Autores, 2018)

Paradas Obligatorias VOLVO 290		
Dato	Unidad	Valor
Revisión del equipo	min	15
Baño	min	15
Máquina encendida sin usar	min	0
Pausa Activa	min	69
Total Paradas Mayores	min	69
Total Paradas Mayores	h	1.15
Total Paradas Menores	min	30
Total Paradas Menores	h	0.5
Tiempo de parada	min	99
Hora de parada	h	1.65
Horas Brutas	h	7.85
Horas Netas	h	7.35
Tiempo efectivo turno	min	441
Tiempo efectivo turno	h	7.35
Hora de presencia	h	9
Coefficiente Utilización Ku	-----	0.817

Tabla 3.22.- Producción horaria Volvo EC290C (Optimizado) (Autores, 2018)

PRODUCCIÓN HORARIA (RENDIMIENTO)		
Dato	Unidad	Valor
Capacidad Cazo	m ³	1.8
Factor Eficiencia	E	0.6
Factor Llenado Cazo	F	0.8
Factor Corrección altura pila	H	1
Factor Corrección ángulo giro	A	1.19
Factor Conversión Volumétrica	---	0.7
Ciclo Cazo	min	0.858
Producción Horaria (Rendimiento)	m³/h	71.899
Producción Diaria	m³	528.460
Días Laborados al mes	días	22
Producción Mensual	m ³	11626.117

3.7 Técnicos - Voladura

La malla de voladura a empleada es de forma “triangular”, con los siguientes parámetros de perforación:

- Diámetro de broca, 3”.
- Profundidad perforación, 3 m.

- Largo, 16 m.
- Ancho, 5.8 m.

A continuación, un breve esquema del sistema de perforación:

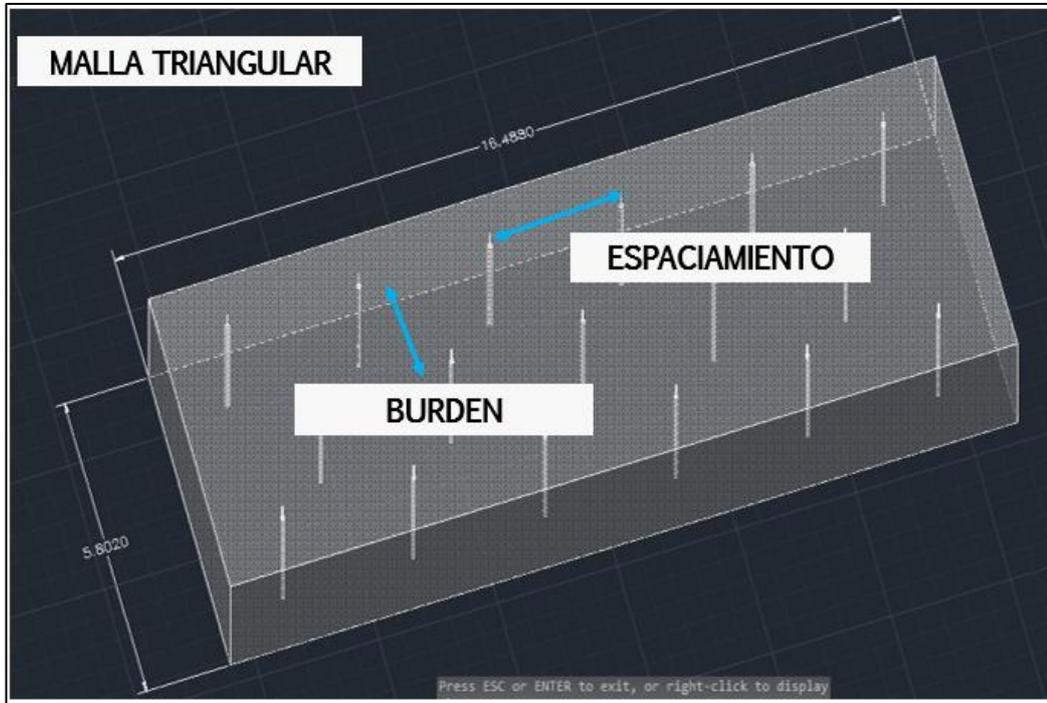


Ilustración 3.35.- Malla de voladura empleada (Autores, 2018)

Los datos de los insumos para la voladura usados son los siguientes:

Tabla 3.23.- Ficha de ANFO (Carga de columna) (Autores, 2018)

FICHA ANFO		
Dato	Unidad	Valor
Velocidad de Detonación	m/s	4000
Presión de Detonación	kbar	34
Densidad explosivo	g/cm ³	0.85
Densidad explosivo	kg/m ³	850
Presión de Explosión	Kbar	17
Densidad de carguío	g/cm ³	0.99494949
Presión de taladro o de trabajo	kbar	16.7861659
Masa explosivo en taladro	kg	5
Diámetro del taladro	pulg	3
Longitud de carga	m	1.1
Diámetro de carga	mm	76.2
Volumen de Gases	l/kg	984
Calor de explosión	kcal/kg	1175
Potencial	kJ/kg	3857

Tabla 3.24.- Ficha de Booster (Carga de Fondo) (Autores, 2018)

FICHA PENTOLITA (BOOSTER)		
Dato	Unidad	Valor
Velocidad de Detonación	m/s	7418
Presión de Detonación	kbar	220.106896
Densidad explosivo	g/cm ³	1.6
Presión de Explosión	kbar	110.053448
Masa explosivo en taladro	kg	0.02
Longitud de carga	m	0.08
Diámetro de carga	mm	25
Conc. Lineal de carga	kg/m	0.7854
Volumen de Gases	l/kg	777
Calor de explosión	kcal/kg	1300
Potencial	kJ/kg	5443

Tabla 3.25.- Ficha de Fulminante N°8 (Autores, 2018)

FICHA FULMINANTE N 8		
Dato	Unidad	Valor
Longitud	mm	47
Diámetro externo	mm	6.5
Diámetro interno	mm	5.8
Material	--	Aluminio
Carga explosiva total	mg	800
Altura carga explosiva	mm	20 - 21
Sensibilidad a la chispa	--	Buena

Tabla 3.26.- Ficha de mecha de seguridad (Actual) (Autores, 2018)

FICHA MECHA DE SEGURIDAD		
Dato	Unidad	Valor
Núcleo de pólvora	g/m	6.1
Tiempo combustión	s/m	160
Diámetro externo	mm	5.2
Impermeabilidad	--	Muy buena

Los parámetros técnicos empleados en la perforación y voladura en la situación actual son los siguientes:

Tabla 3.27.- Parámetros de la perforación y voladura (Actual) (Autores, 2018)

	Valor Actual
Masa de explosivo por barrenos perforados (kg)	5
Burden (m)	2
Espaciamiento (m)	2.3
Relación Espaciamiento/Burden	1.15
Volumen por Taladro (m^3)	14.72
Metros totales perforados	64.55
Factor de carga de ANFO (kg/m^3)	0.34
Número de taladros	21
Perforación específica (m/m^3)	0.23
Rendimiento (m/h)	12.30

Un parámetro primordial por considerar para la optimización de dichos parámetros es el espaciamiento, por lo tanto el valor optimizado de este se muestra en la Tabla 3.28:

**Tabla 3.28.- Parámetros de la perforación y voladura (Optimizado)
(Autores, 2018)**

	Valor optimizado (estimado)
Masa de explosivo por barrenos perforados (kg)	4.36
Burden (m)	2
Espaciamiento (m)	2.9
Relación Espaciamiento/Burden	1.45
Volumen por Taladro (m ³)	18.06
Metros totales perforados	52.51
Factor de carga de ANFO (kg/m ³)	0.24
Número de taladros	17
Perforación específica (m/m ³)	0.19
Rendimiento (m/h)	12.36

Con esto se observa que un aumento en el espaciamiento repercute en una reducción del número de taladros a perforar, y que consecuentemente esta disminución de taladros junto a la reducción del consumo de ANFO que se propone, dan lugar a una densidad de carga menor. Además, con el reajuste en el número de taladros existe un volumen por taladro mayor (esto debido a que el espaciamiento aumenta) y menor cantidad de metros perforados. Por ende, se observa que la relación de espaciamiento / burden está dentro del rango propuesto por EXSA, en 1989 que es de 1.3 - 1.5.

Es importante tomar en consideración el consumo de ANFO y el factor de carga, ya que serán analizados para el posterior análisis económico.

3.8 Técnico-Económico

3.8.1 Costo de Operación de Carga y Voladura para Frente 1 y 3

En la siguiente Tabla se presentan los costos para esta operación conjunta:

**Tabla 3.29.- Costos de operación de voladura y carga para los frentes 1 – 3
(Actual) (Autores, 2018)**

		Valor Actual
Voladura	Costo Mecha de seguridad (amarre) (\$)	11.8
	Costo Unitario-Taladro ANFO (\$)	6
	Total costo de Insumo/Taladro (\$)	7.81
	Total costo de Insumo/voladura (\$)	176.01
	Costo por realizar barrenos vacíos (\$)	233.36
	Costo Total de voladura (\$)	409.37
	Costo m ³ volado (\$/m ³)	1.32
	Costo ton volado (\$/ton)	0.4
Carga	Costo m ³ movido (cargado) (\$/m ³)	0.4
	Costo ton movido (cargado) (\$/ton)	0.2

Como se ha expuesto anteriormente, el consumo de ANFO y el factor de carga determinan una disminución en el costo del metro cúbico volado. Respecto a la operación de carga, la reducción de costo por metro cúbico de material movido está relacionado con la baja del tiempo de ciclo de carga. Por lo tanto, los valores optimizados se muestran a continuación:

Tabla 3.30.- Costos de operación de voladura y carga para los frentes 1 - 3 (Optimizado) (Autores, 2018)

		Valor optimizado (estimado)
Voladura	Costo Mecha de seguridad (amarre) (\$)	11.59
	Costo Unitario-Taladro ANFO (\$)	5.23
	Total costo de Insumo/Taladro (\$)	7.05
	Total costo de Insumo/voladura (\$)	131.45
	Costo por realizar barrenos vacíos (\$)	203.04
	Costo Total de voladura (\$)	334.48
	Costo m ³ volado (\$/m ³)	1.09
	Costo ton volado (\$/ton)	0.38
Carga	Costo m ³ movido (cargado) (\$/m ³)	0.34
	Costo ton movido (cargado) (\$/ton)	0.16

En el gráfico de barras de la ilustración 3.35, se observa una disminución del costo operativo del material tanto para voladura como para carga. Para una mejor comprensión se analiza de manera mensual permitiéndose esclarecer que porcentaje del costo ha disminuido, es decir:

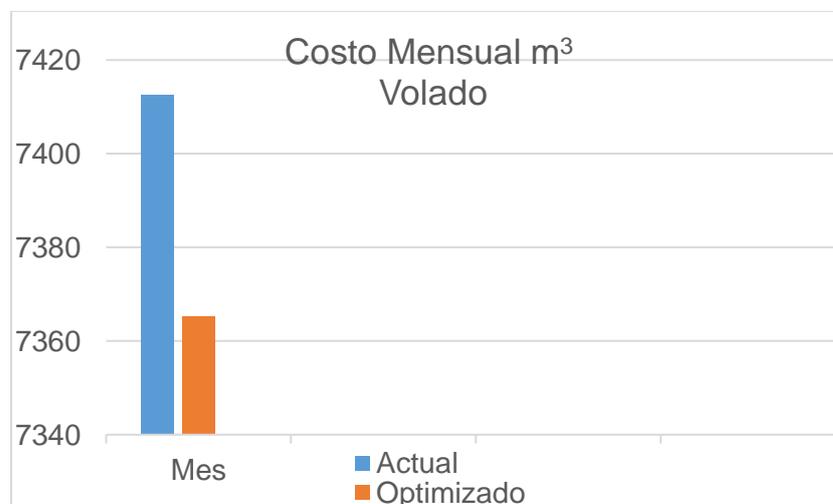


Ilustración 3.36.- Disminución del costo operativo mensual para la roca volada, frente 1 - 3 (Autores, 2018)

Como la gráfica lo indica se observa una disminución del **18% del costo operativo de la roca volada**.

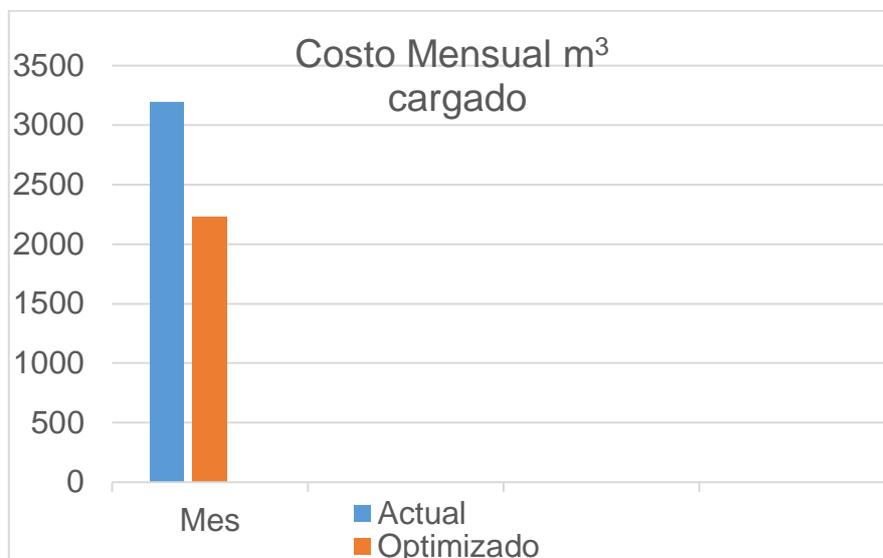


Ilustración 3.33.- Disminución del costo operativo mensual para la roca cargada, frente 1 – 3 (Autores, 2018)

Como la gráfica lo indica se observa una disminución del **28% del costo operativo de la roca cargada o movida**.

3.8.1 Costo de Operación de Carga para Frente 2

En este frente únicamente se usa como método de explotación el arranque mecánico, por lo tanto, solo se considera el costo por carga de material, el cual se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 3.31.- Costos de operación de carga para el frente 2 (actual) (Autores, 2018)

		Valor Actual
Carga	Costo m³ movido (cargado) (\$/m³)	0.88
	Costo ton movido (cargado) (\$/ton)	0.43

La disminución en el costo por metro cubico de material movido está relacionado con la disminución del tiempo de ciclo de carga. Esto es:

**Tabla 3.32.- Costos de operación de carga para el frente 2 (optimizado)
(Autores, 2018)**

		Valor optimizado (estimado)
Carga	Costo m ³ movido (cargado) (\$/m ³)	0.62
	Costo ton movido (cargado) (\$/ton)	0.3

Como se observa, existe una disminución del costo operativo del material para carga en este frente de explotación. Para una mejor comprensión se analiza este rubro mensual permitiéndose esclarecer que porcentaje del costo ha disminuido. Es decir:

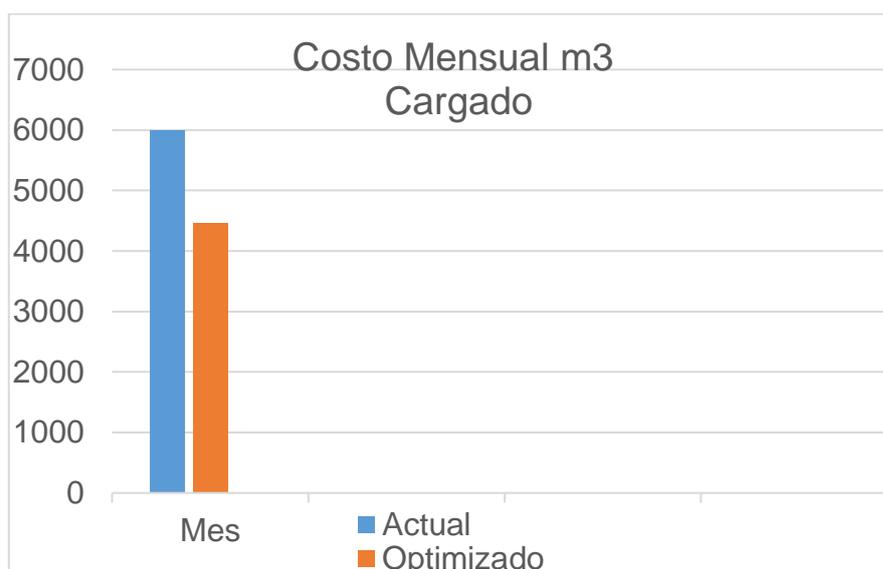


Ilustración 3.38.- Disminución del costo operativo mensual para la roca cargada, frente 2 (Autores, 2018)

Como la gráfica lo indica se observa una disminución del **30% del costo operativo de la roca cargada o movida**

3.9 Análisis financiero global

Para el análisis financiero global se consideran los siguientes costos:

- De implementación: compete a obras civiles y equipamiento
 - ◆ Obras civiles: como garita, contenedores, casetas, etc.
 - ◆ Equipamiento: 1 excavadora Volvo EC290C; 1 excavadora Volvo 380D; 1 perforadora (drill) ROC 512 HC-00; 1 compresor Ingersoll Rand 260; 1 buldócer D65A
- Operativas: de seguridad y salud ocupacional, ambientales, de perforación y voladura, carga y recursos humanos.

El análisis se realiza con flujo de caja neto para el periodo de operación de minas, es decir de 4 años para la concesión en estudio.

Este análisis muestra lo siguiente como resultado:

**Tabla 3.33.- Fondo de Flujo Neto (Actual)
(Autores, 2018)**

AÑO	FLUJO DE CAJA	FLUJO DE FONDO NETO ACUMULADO
0	-\$ 238,600.00	-\$ 238,600.00
1	\$ 87,312.69	-\$ 159,224.82
2	\$ 86,203.55	-\$ 87,982.22
3	\$ 85,273.07	-\$ 23,915.30
4	\$ 84,491.12	\$ 33,793.27

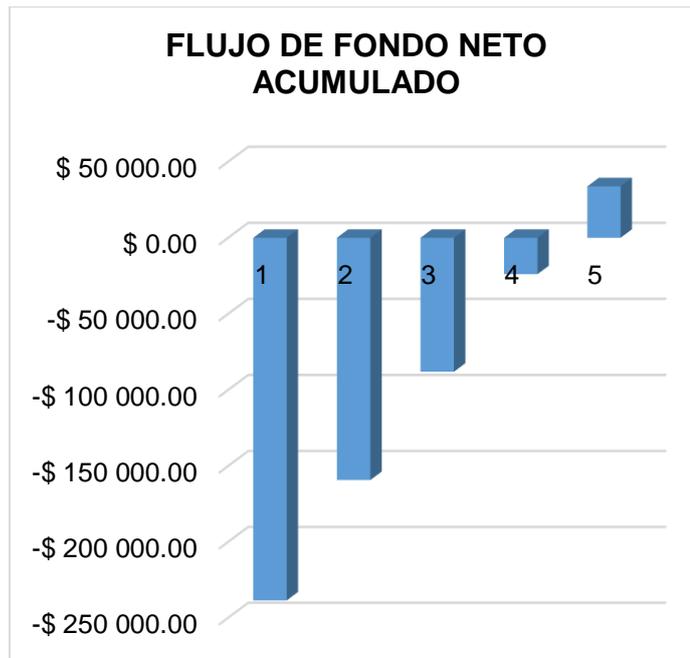


Ilustración 3.34.- Flujo de fondo neto acumulado (Actual)
(Autores, 2018)

Como se observa existe una recuperación del flujo de caja para el **año 4** en modelo económico actual. Además, el TIR y el VAN, para este mismo modelo económico es de:

Tabla 3.34.- TIR y VAN para modelo económico (Actual)
(Autores, 2018)

TASA DE DESCUENTO	10%
VAN	\$ 45,998.31
TIR	18%

La TIR es del 18%, mayor que la tasa de descuento propuesta del 10%, esto significa que el modelo económico es rentable y mejorable, por ende, se plantea un modelo optimizado en el cual se reduzca el tiempo de recuperación del flujo neto y se aumente la tasa interna de retorno. Por lo tanto, para este modelo optimizado se obtiene que:

Tabla 3.35.-Fondo de Flujo Neto (Optimizado)
(Autores, 2018)

AÑO	FLUJO DE CAJA	FLUJO DE FONDO NETO ACUMULADO
0	-\$ 238,600.00	-\$ 238,600.00
1	\$ 104,315.64	-\$ 143,767.60
2	\$ 103,206.49	-\$ 58,472.98
3	\$ 102,276.02	\$ 18,368.51
4	\$ 101,494.07	\$ 87,690.33

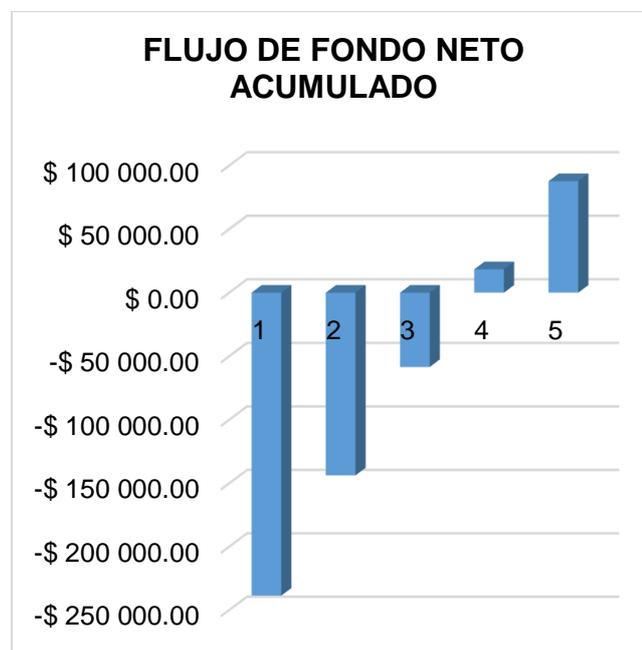


Ilustración 3.35.- Flujo de fondo neto acumulado (Optimizado)
(Autores, 2018)

Se observa una recuperación del flujo de caja para el **año 3** en modelo económico optimizado, 1 año antes que el modelo económico actual. Además, el TIR y el VAN, para este mismo modelo económico optimizado es mostrado en la siguiente tabla:

Tabla 3.36.- TIR y VAN para modelo económico (Optimizado)
(Autores, 2018)

TASA DE DESCUENTO	10%
VAN	\$ 98,026.28
TIR	28%

3.10 Ambiental

Para el análisis de impactos es necesario tomar en consideración las fuentes para analizar el estado actual de la concesión. (Tabla 1.2)

Se clasifican los siguientes impactos de un grupo (Anexo N) considerados presentes en la concesión minera, esta clasificación se realiza ya que en campo se verifica su presencia y su grado de riesgo es entre alto e intolerable (Tabla 2.14).

Tabla 3.37.- Impactos ambientales, Concesión minera CEPELES
(Autores, 2018)

Componente	Código	Impacto
Suelo	7	Desestabilización de taludes (frente de explotación).
Aire	4	Emisión de gases producto de la combustión de vehículos y maquinaria (Smog)
Social	7	Riesgos laborales por condiciones peligrosas de operación

Para determinar el grado de riesgo de cada uno de estos impactos, se realiza un histograma en el cual se clasifica por alto e intolerable.

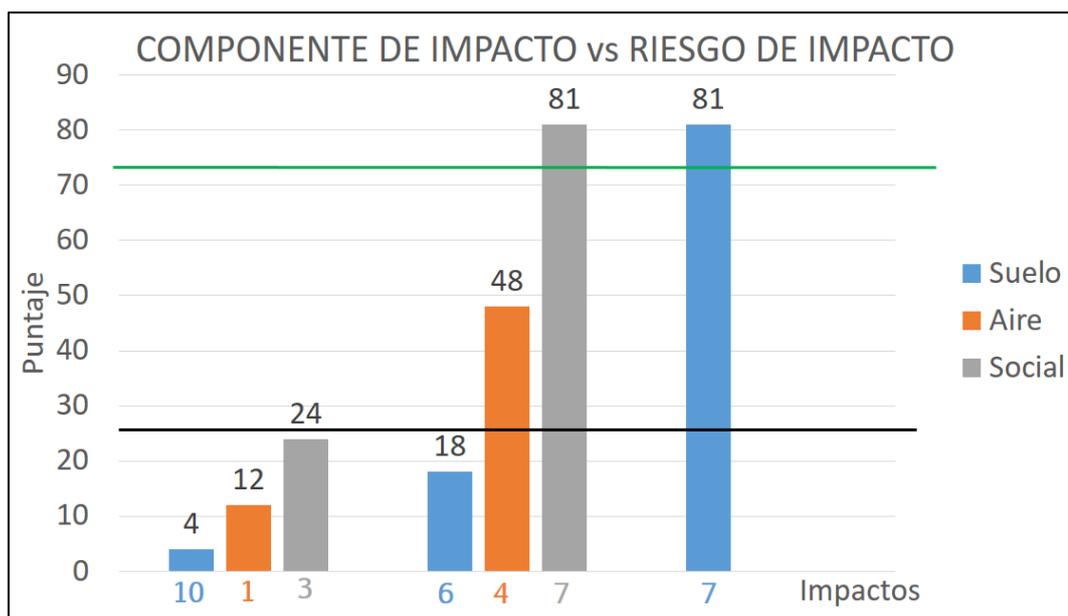


Ilustración 3.36.- Histograma de componente Vs Riesgo de Impacto
(Línea negra es el límite mínimo para riesgo alto y línea verde límite máximo para riesgo alto, y límite mínimo para intolerable) (Autores, 2018)

El rango para un riesgo alto va desde una puntuación de 25 - 72 y para un riesgo intolerable mayor a 72. Por lo tanto, se tiene que:

Tabla 3.38.- Impactos clasificados por riesgos (Autores, 2018)

Suelo	7	81	Intolerable
Aire	4	48	Alto
Social	7	81	Intolerable

Por ende, se incluyen recomendaciones para reducir, mitigar o prevenir los impactos expuestos anteriormente.

**Tabla 3.39.- Impactos ambientales, recomendaciones y relación con indicadores
(Autores, 2018)**

Componente	Impacto	Recomendación de Medida de Mitigación / Prevención	Relación
Suelo	Inestabilidad de taludes (frente de explotación).	Reajuste del ángulo y altura de los bancos o taludes.	Indicador técnico optimizado (Diseño de Explotación, parámetros de bancos, altura y ángulo).
Aire	Emisión de gases producto de la combustión de vehículos y maquinaria (Smog).	Apagar la maquinaria cuando esté inactiva por un tiempo prolongado (Excavadoras).	Indicador técnico optimizado (Ciclo de Carga).
Social	Riesgos laborales por condiciones peligrosas de operación.	Implementar condiciones técnicas seguras de operación.	Indicadores técnicos optimizados (Diseño de Explotación y Carga).

3.10.1 De los impactos ambientales evaluados y sus indicadores

La información que se presenta es de acceso público en el portal SUIA (Sistema Único de Información Ambiental) del Ministerio de Ambiente. Se puede observar los diferentes impactos para los diferentes componentes ambientales, las medidas propuestas y los medios de verificación:

Tabla 3.40.- Plan de prevención y mitigación de impactos (MAE, 2018)

Aspecto ambiental	Impacto ambiental	Medida propuesta	Medio de verificación	Responsable	Frecuencia	Periodo
Calidad del suelo	Suelos Contaminados	Realizar mantenimientos periódicos de los equipos de extracción, carguío y transporte.	Registros de mantenimiento de maquinarias.	Supervisor del área	2	Semestral
Calidad del suelo	Suelos Contaminados	Mantener en buen estado las vías de acceso.	Bitácoras de riego y mantenimiento de vías.	Supervisor del área	30	Mensual
Calidad del suelo	Suelos Contaminados	Controlar la velocidad de los vehículos que no sea mayor a 20 Km/hora.	Señalética informativa en las vías de acceso al proyecto.	Supervisor del área	30	Mensual
Calidad del Aire	Emisión de gases	Cubrir la carga de los volquetes con lona.	Registro fotográfico	Supervisor del área	30	Mensual
Calidad del suelo	Suelos Contaminados	En caso de generar desechos peligrosos construir sitio	Archivo Fotográfico	Supervisor del área	30	Mensual

		impermeabilizado con cerramiento y señalización para almacenar temporalmente previo a la entrega a gestores ambientales autorizados.				
Otros	Generación de empleo	Mantener el uso debido de los EPP por parte del personal técnico y obrero durante las horas laborales.	Registro de entrega de EPP's	Supervisor del área	12	Anual
Calidad del Aire	Emisión de gases	Restringir el acceso a personal no autorizado a los frentes de trabajos extractivos y sitios de maniobras.	Archivo Fotográfico	Supervisor del área	12	Mensual

Tabla 3.41.- Plan de Contingencias (MAE, 2018)

Riesgo	Aspecto ambiental	Medida propuesta	Medio de verificación	Responsable	Frecuencia	Periodo
Al ambiente	Ambiente	Realizar la AAC al año de contar con la Licencia Ambiental	Oficio de ingreso de la Auditoría	Supervisor del área	1	Anual
A la salud	Socio-económico	Realizar simulacro una vez al año para evaluar el Plan de Contingencia	Registro de simulacro realizado	Supervisor del área	1	Anual
Riesgo a la Salud	Socio-económico	Implementar un Plan de Contingencia	Plan de Contingencia	Supervisor del área	12	Anual

Tabla 3.42.- Plan de comunicación, capacitación y educación (MAE, 2018)

Aspecto ambiental	Impacto ambiental	Medida propuesta	Medio de verificación	Responsable	Frecuencia	Periodo
Otros	Generación de empleo	Capacitar al personal acerca de medidas de seguridad, primeros auxilios, entrenamiento para controlar incendios, manejo de extintores	Registro de capacitación	Supervisor del área	1	Anual
Otros	Generación de empleo	Capacitar al personal en temas de seguridad laboral en actividades mineras	Registro de capacitación	Supervisor del área	1	Anual
Otros	Generación de empleo	Difundir al personal el Plan de Manejo Ambiental Propuesto	Registro de difusión	Supervisor del área	1	Anual
Otros	Generación de empleo	Capacitación al personal en temas sobre: Manejo de Contingencias y Manejo de Desechos	Registro de capacitación	Supervisor del área	1	Anual
Otros	Generación de empleo	Realizar capacitaciones al personal en temas para ejecutar trabajos de explotación minera tales como: Seguridad Industrial	Registro de capacitación	Supervisor del área	1	Anual
Otros	Generación de empleo	Realizar charlas de participación, dirigidas a la población de las áreas aledañas, que directa e indirectamente estén relacionadas con las actividades extractivas.	Registro de asistencia	Supervisor del área	1	Anual

Tabla 3.43.- Plan de seguridad ocupacional y seguridad industrial (MAE, 2018)

Aspecto ambiental	Impacto ambiental	Medida propuesta	Medio de verificación	Responsable	Frecuencia	Periodo
Otros	Generación de empleo	Realizar el mantenimiento y recarga los extintores de la Concesión Minera CEPELES	Factura de las recargas realizadas	Supervisor del área	1	Anual
Otros	Generación de empleo	Entregar al personal equipo de seguridad respectivo como cascos, guantes, gafas protectoras, protectores auditivos, calzado de seguridad, chalecos reflectivos.	Registro de entrega de EPP's	Supervisor del área	4	Trimestral

Tabla 3.44.- Plan de manejo de desechos (MAE, 2018)

Aspecto ambiental	Impacto ambiental	Medida propuesta	Medio de verificación	Responsable	Frecuencia	Periodo
Calidad del suelo	Suelos Contaminados	Obtener el Registro Generador de Desechos Peligrosos	Registro Generador de Desechos Peligrosos	Supervisor del área	1	Anual
Calidad del suelo	Suelos Contaminados	Declarar la generación y gestión de los desechos generados hasta los 10 primeros días del mes de enero	Oficio de entrega de la Declaración Anual	Supervisor del área	1	Anual
Calidad del suelo	Suelos Contaminados	Realizar la gestión de la minimización de los Desechos Peligrosos	Oficio de entrega del Plan de Minimización	Supervisor del área	1	Anual
Calidad del suelo	Suelos Contaminados	Entregar los desechos peligrosos generados a Gestores Ambientales calificados ante el Ministerio del Ambiente	Manifiestos únicos de entrega	Supervisor del área	2	Semestral
Calidad del suelo	Suelos Contaminados	Mantener la disposición adecuada de recipientes para almacenar los desechos sólidos ordinarios.	Archivo Fotográfico	Supervisor del área	12	Anual

Tabla 3.45.- Plan de relaciones comunitarias (MAE, 2018)

Aspecto ambiental	Impacto ambiental	Medida propuesta	Medio de verificación	Responsable	Frecuencia	Periodo
Otros	Generación de empleo	Realizar la socialización sobre los avances y cumplimiento del Plan de Manejo Ambiental.	Registro de difusión	Supervisor del área	1	Anual
Otros	Generación de empleo	Socializar a la comunidad del área d influencia directa los avances del Plan de Manejo Ambiental.	Registro de difusión	Supervisor del área	1	Anual
Otros	Generación de empleo	Socializar los mecanismos de ejecución del proyecto a la comunidad del área d influencia directa.	Registro de difusión	Supervisor del área	1	Anual

Tabla 3.46.- Plan de rehabilitación en áreas afectadas (MAE, 2018)

Aspecto ambiental	Impacto ambiental	Medida propuesta	Medio de verificación	Responsable	Frecuencia	Periodo
Calidad del suelo	Suelos Contaminados	Analizar la posible contaminación de los terrenos donde se prevé realizar las labores extractivas.	Informes técnicos del área del proyecto.	Supervisor del área	1	Anual
Calidad del suelo	Suelos Contaminados	En caso de generarse daños a los componentes ambientales aplicar medidas correctivas específicas enmarcadas en la legislación ambiental vigente.	Memorias técnicas de los informes técnicos-ambientales realizados.	Supervisor del área	1	Anual
Calidad del suelo	Suelos Contaminados	Realizar la siembra de las barreras vegetales en los linderos del área con especies nativas del sector.	Registro compra y siembra de especies forestales	Supervisor del área	1	Anual

3.11 Resumen de Optimización de Indicadores

La comparación de indicadores mostrada a continuación pertenece a los apartados analizados como la Carga, Perforación y Voladura, Parámetros de explotación, Costo de carga, Costo de Voladura y Análisis Financiero Global; con el fin para presentar la optimización de los parámetros estudiados.

3.11.1 Carga (Volvo EC290C)

Tabla 3.47.- Comparación de indicadores Técnicos de Carga (Autores, 2018)

	Valor Actual	Valor Optimizado (Estimado)
Factor corrección ángulo de giro	0.77	1.19
Ciclo de carga (cazo) (min)	0.96	0.86
Ku (Coeficiente de Utilización)	0.71	0.82
Producción horaria en suelto ³ (m /h)	54	71.89
Producción diaria ³ en suelto (m)	342.91	528.45
Producción mensual suelto ³ (m)	7543.81	11626.12
Esquema de carga	180°	45°

3.11.2 Perforación y Voladura

Tabla 3.48.- Comparación de indicadores Técnicos de Perforación y Voladura (Autores, 2018)

	Valor Actual	Valor optimizado (estimado)
Masa de explosivo por barreno perforado (kg)	5	4.36
Burden (m)	2	2
Espaciamiento (m)	2.3	2.86
Relación Espaciamiento/Burden	1.15	1.45
Volumen por Taladro (m ³)	14.72	18.06
Metros totales perforados	64.55	52.51
Factor de carga de ANFO (kg/m ³)	0.34	0.24
Número de taladros	21	17
Perforación específica (m/m ³)	0.23	0.19
Rendimiento (m/h)	12.30	12.36

3.11.3 Parámetros de Explotación

**Tabla 3.49.- Comparación de indicadores Técnicos de diseño de explotación
(Autores, 2018)**

Parámetros de Explotación	Valor (Actual)	Valor (Optimizado)
Altura de talud / bancos	76 m	9 m
Ángulo talud / bancos	88°	75°
Ancho de Berma	-	2.85
Ancho de Vía	6 m	10.5 m
Ancho Plataforma de Trabajo	11.5 m	27.4 m
Ancho de derrame	-	1.3 m

3.11.4 Costos Operativos de Carga

**Tabla 3.50.- Comparación indicadores económicos de carga para
frente 1 y 3 (Perforación y Voladura)
(Autores, 2018)**

		Valor Actual	Valor optimizado (estimado)
Carga	Costo m ³ movido (cargado) (\$/m ³)	0.4	0.34
	Costo ton movido (cargado) (\$/ton)	0.2	0.16

**Tabla 3.51.- Comparación indicadores económicos de carga para frente 2 (Arranque mecánico)
(Autores, 2018)**

		Valor Actual	Valor optimizado (estimado)
Carga	Costo m ³ movido (cargado) (\$/m ³)	0.88	0.62
	Costo ton movido (cargado) (\$/ton)	0.43	0.3

3.11.5 Costos Operativos de Voladura

**Tabla 3.52.- Comparación de indicadores de costo de voladura
(Autores, 2018)**

	Valor Actual	Valor optimizado (estimado)
Masa de explosivo por barreno perforado (kg)	5	4.36
Burden (m)	2	2
Espaciamiento (m)	2.3	2.86
Relación Espaciamiento/Burden	1.15	1.45
Volumen por Taladro (m ³)	14.72	18.06
Metros totales perforados	64.55	52.51
Factor de carga de ANFO (kg/m ³)	0.34	0.24
Número de taladros	21	17
Perforación específica (m/m ³)	0.23	0.19
Rendimiento (m/h)	12.30	12.36

3.11.6 Análisis financiero Global

**Tabla 3.53.- Comparación de indicadores de análisis financiero global
(Autores, 2018)**

	ACTUAL	OPTIMIZADO
TASA DE DESCUENTO	10%	10%
VAN	\$ 45,998.31	\$ 98,026.28
TIR	18%	28%

CAPÍTULO 4

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1 Conclusiones

- La concesión CEPELES de acuerdo con el levantamiento geológico – topográfico pertenece a la Formación Piñón, material pétreo compuesto mayoritariamente por basaltos de piroxenos, con un contenido total de reservas de 3'689665.07 m³.

- Con el levantamiento de las EGMs se obtiene la calidad de roca media y aparición de cuñas, una resistencia promedio de 40 MPa y densidad promedio de 2.82 ton/m³.

- Con base a la propuesta de reducción del ángulo final del talud e implementación de bancos se obtiene un aumento del factor de seguridad, por las condiciones topográficas, geológicas, geomecánicas y de disponibilidad técnica de maquinarias se propone un diseño de explotación por el método de Canteras, el cual se realizará por banqueo descendente compuesto por siete fases de extracción.

- De acuerdo con la propuesta de reducción del ángulo en el radio de giro para la carga se logra aumentar la productividad y de esta manera se disminuye los costos de operación para los tres frentes de explotación.

- Con la propuesta de aumento del espaciamiento se disminuye el número de barrenos, aumentando del rendimiento de la perforadora y el volumen por taladro a extraer, de esta manera se disminuye la perforación específica, la cantidad de explosivo a emplear y consecuentemente los costos de operación.

- Estableciendo las propuestas de optimización y tomando en consideración el tiempo restante del permiso de operación minera (4 años) se realiza un análisis financiero global de la cantera, estimando un flujo de fondo neto acumulado, donde se obtiene un aumento del TIR de 18 a 28 %, lo que se traduce en una rapidez de recuperación en la inversión pasando del año 4 al 3.

- Gracias a un análisis de posibles impactos ambientales y basados en la normativa legal vigente, se proponen medidas de mitigación y prevención para los impactos con grado de riesgo alto e intolerable. Además, estas medidas o recomendaciones se encuentran fundamentadas por indicadores técnicos.

4.2 Recomendaciones

- Realizar estudios geológicos por sondeos o calicatas para determinar las reservas debajo de la cota mínima final de explotación, para un posterior análisis de factibilidad y viabilidad de explotación.

- Estudiar a profundidad la calidad del material por medio de ensayos competentes que permitan clasificarlo de acuerdo con criterios de la Norma Ecuatoriana de la Construcción.

- Efectuar un estudio a detalle de la futura planificación para explotación de las fases propuestas.

- Realizar seguimiento a los ángulos del talud para que no exceda el valor máximo en el cual el Factor de Seguridad sea inferior a 1.5 .

- Implementar estudios para el análisis cuantitativo de impactos ambientales (ruido, material particulado, vibraciones) para controlar que las actividades que la provocan no excedan el límite permisible.

CAPÍTULO 5

5. BIBLIOGRAFÍA

Libros y textos

1. NEC. (2011). NEC-11 Geotecnia y Cimentaciones. Ecuador.
2. (EXSA). (1989). Manual Practico De Voladura. *Journal of Chemical Information and Modeling*, 4, 160. <https://doi.org/10.1017/CBO9781107415324.004>
3. Bordehore, L. J. (2008). *LA MINERÍA DE LOS METALES EN LA PROVINCIA DE MADRID: PATRIMONIO MINERO Y PUESTA EN VALOR*. Universidad Politécnica de Madrid.
4. Bordehore, L. J. (2015). *Manual básico de clasificación geomecánicas: Índice Q y Rock Mass Rating RMR*. FICT-ESPOL.
5. IGME, I. T. G. de E. (1991). *Manual de Evaluación Técnico-Económica de Proyectos Mineros de Inversión*. Madrid.
6. IGME, I. T. G. de E. (1995). *Manual de Arranque, Carga y Transporte en minería a Cielo Abierto*. España.
7. López Jimeno, C., & Bustillo Revuelta, M. (1997). *Manual de Evaluación y diseño de explotaciones mineras*. Madrid.
8. Prieto, I. F., & Gadea, I. S. (2002). Aplicaciones De La Proyección Estereográfica En Ingeniería Geológica. *Ingegraf*, (1), 1–10.
9. Cardno, E. (2016). Evaluación y Gestión de Impactos Acumulativos.
10. Contreras, M. G. (2010). *Cimentaciones en roca*.
11. Toro Añazco, L. (2016). *CARACTERIZACIÓN GEOMECAÁNICA Y DISEÑO DE TALUDES EN LA CANTERA "CALIZAS HUAYCO*. Escuela Politécnica del Litoral.
12. Título Minero CEPELES. (2016). Naranjal.
13. Claros, R., Guevara, A., & Pacas, N. (2016). Aplicación de foroframetría aérea en levantamientos topográficos mediante el uso de vehiculos aéreos no tripulados, 319.
14. MAE, M. de A. (2018). AMBIENTAL Y PLAN DE MANEJO DE MATERIALES DE CONSTRUCCIÓN DENOMINADA “ ÁREA CEPELES CÓDIGO MINERO 091154-2015-101.

Libros en línea

1. GAD Taura. (2015). *Plan de Desarrollo y Ordenamiento y Ordenamiento Territorial de la Parroquia Rural de Taura 2015-2019*. Naranjal. Retrieved from http://app.sni.gob.ec/sni-link/sni/PORTAL_SNI/data_sigad_plus/sigadplusdocumentofinal/0968554510001_PDOT_Parroquial_Taura_-_2015_-_2019_-_V_14-10-2015_-_Formato_15-10-2015_12-20-14.pdf
2. Galván Ceballos, M., & Restrepo, I. (2016). Resistance correlation with compression uniaxial effective humidity and porous rocks. *Dyna*, 83(198), 9. <https://doi.org/10.15446/dyna.v83n198.53151>
3. Hoek, E., Carranza, C., & Corkum, B. (2002). El criterio de rotura de Hoek-Brown – Edición 2002. *Www.Rocscience.Com*, (1), 1–8. Retrieved from <https://www.rocscience.com/documents/pdfs/uploads/7713.pdf>
4. INAMHI. (2017). *Anuario meteorológico № 53-2013*. Quito. Retrieved from http://www.serviciometeorologico.gob.ec/docum_institucion/anuarios/meteorologicos/Am_2013.pdf
5. NEC. (2014). Norma Ecuatoriana de la Construcción -NEC-SE-DS Cargas Sísmicas Diseño Sismo Resistente, 133. <https://doi.org/10.1017/CBO9781107415324.004>
6. Priest, S. D., & Hudson, J. A. (1976). Discontinuity spacings in rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences And*, 13(5), 135–148. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(76\)90818-4](https://doi.org/10.1016/0148-9062(76)90818-4)

Softwares

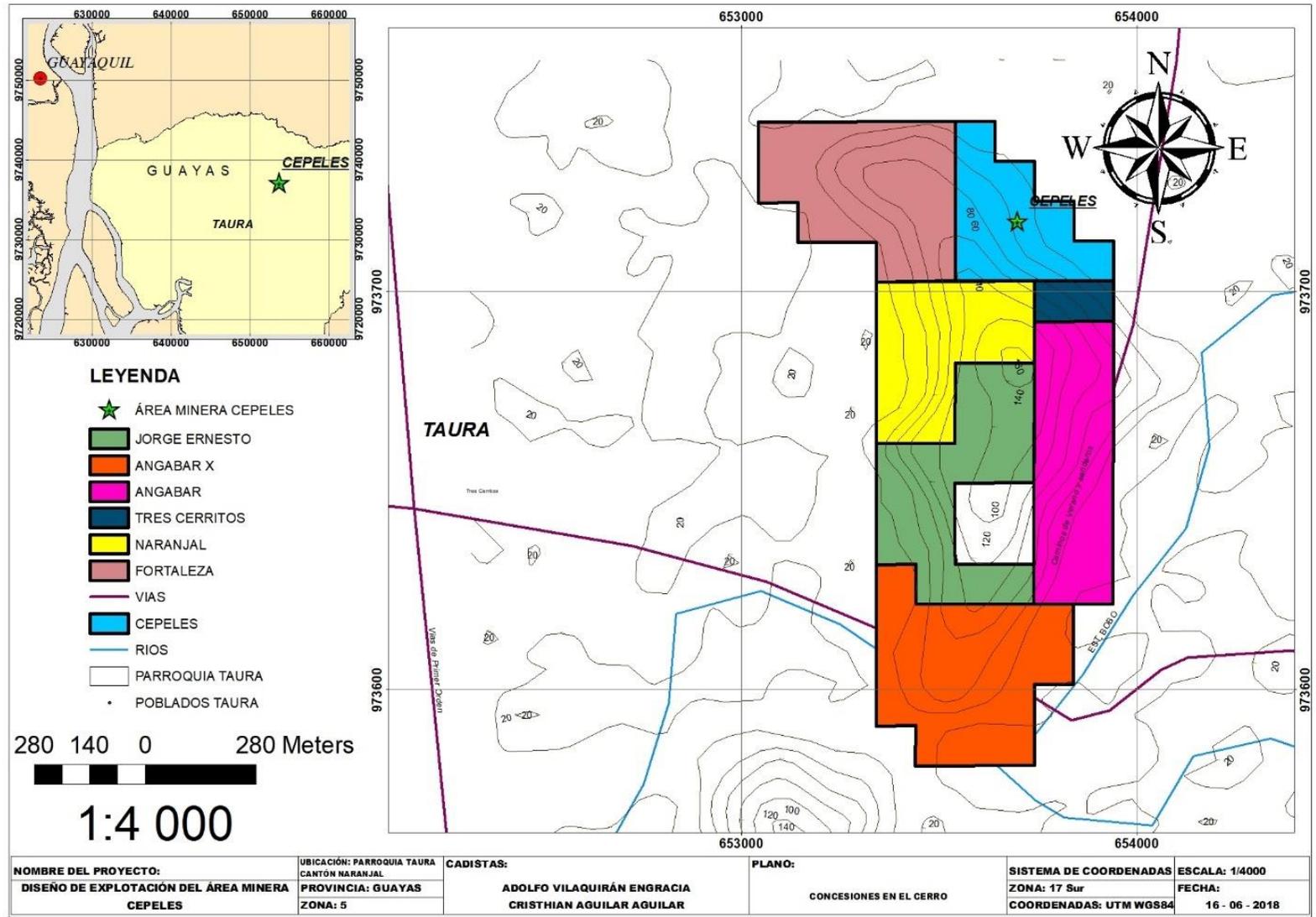
1. Autodesk. (n.d.). Civil 3D. Retrieved from <https://latinoamerica.autodesk.com/products/civil-3d/overview>
2. Autodesk. (2016). AutoCAD Civil 3D.
3. Google. (2018). Google Earth Pro.
4. Pix4D. (n.d.). Pix4D. Retrieved from <https://pix4d.com/>
5. Rocscience. (2004a). DIPS Version 5.103.
6. Rocscience, R. (2004b). Rocscience. Retrieved from <https://www.rocscience.com/>

Tomado de revistas en línea

1. Marcos Roberto Mete. (2014). Valor Actual Neto Y Tasa De Retorno: Su Utilidad Como Herramientas Para El Análisis Y Evaluación De Proyectos De Inversion. *Revistas Bolivianas*, 7, 67–85. Retrieved from http://www.revistasbolivianas.org.bo/pdf/rfer/v7n7/v7n7_a06.pdf

Anexos

ANEXO A.1

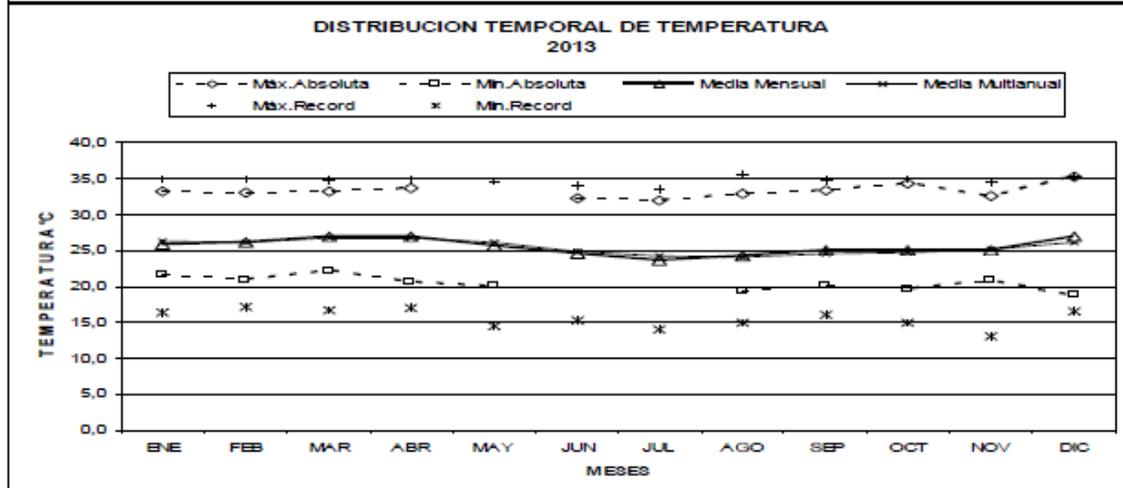
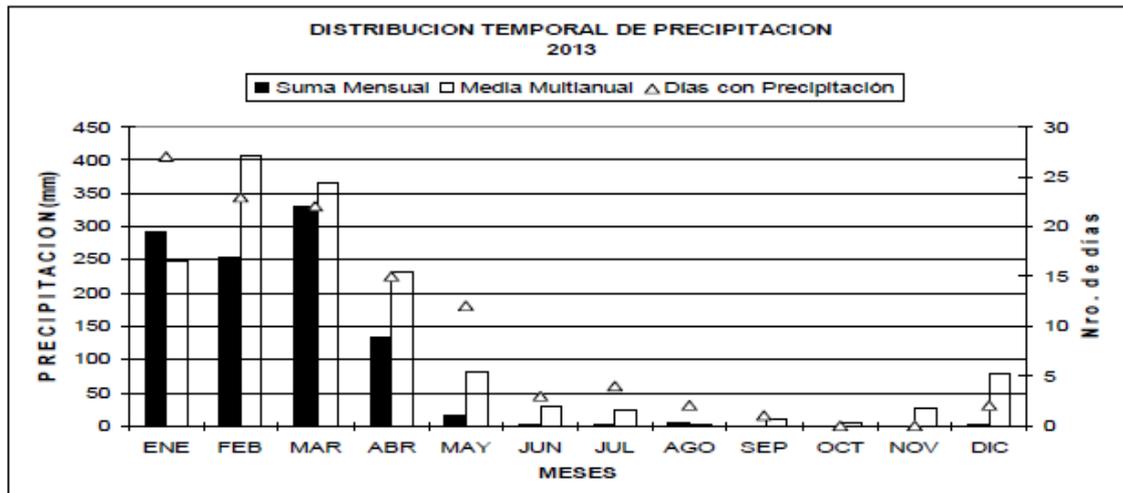


ANEXO A.2

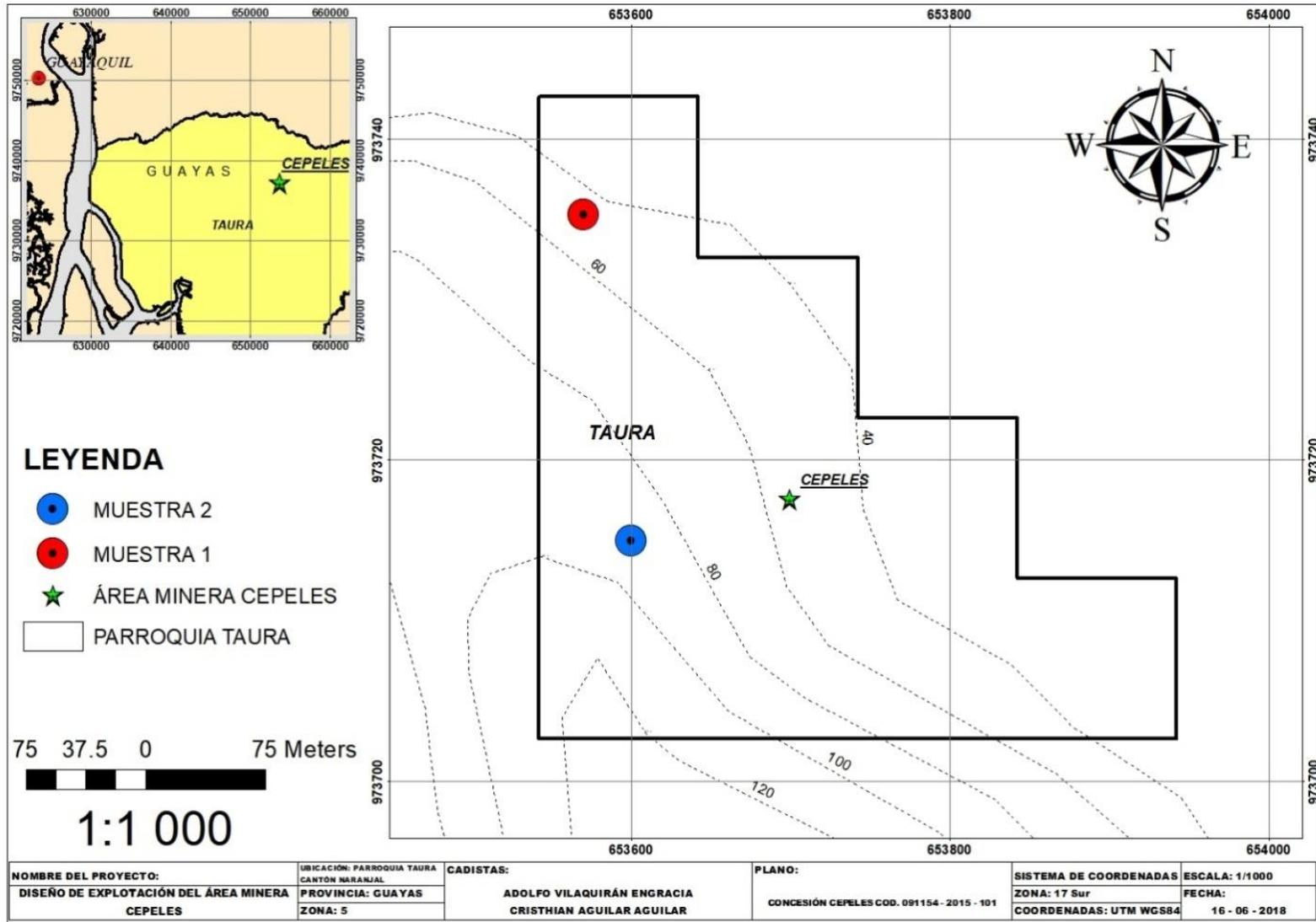
MO037	MILAGRO(INGENIO VALDEZ)	INAMHI
-------	-------------------------	--------

MES	HELIOFANIA (Horas)	TEMPERATURA DEL AIRE A LA SOMBRA (°C)						HUMEDAD RELATIVA (%)			PUNTO DE ROCIO (°C)	TENSION DE VAPOR (hPa)	PRECIPITACION(mm)			Número de días con precipitación			
		ABSOLUTAS		M E D I A S		Mensual	Máxima día	Mínima día	Máxima día	Mínima día			Media	Mensual	Máxima en 24hrs		Mínima día		
		Máxima día	Mínima día	Máxima	Mínima														
ENERO	27.7	33.3	4	21.6	17	29.7	22.7	25.9	98	12	57	4	83	22.7	27.5	292.0	47.2	18	27
FEBRERO	60.7	33.0	23	21.0	17	30.2	22.9	26.1	98	1	60	21	83	22.9	27.8	253.5	51.3	21	23
MARZO	47.8	33.2	22	22.2	28	31.3	23.7	26.9	100	7	60	30	83	23.6	29.2	329.5	120.0	6	22
ABRIL	79.8	33.7	19	20.7	27	31.4	23.2	26.9	98	4	56	29	80	23.0	28.1	132.4	37.8	9	15
MAYO	55.5			20.0	24	30.0	22.0	25.7					79	21.7	25.9	15.6	10.3	14	12
JUNIO	36.8	32.3	23			28.4	21.4	24.6	96	4	56	23	81	20.9	24.8	1.6	0.9	2	3
JULIO	35.8	32.0	26			27.4	20.4	23.6	98	15	62	26	81	20.1	23.6	2.0	1.0	30	4
AGOSTO	70.7	32.9	24	19.4	17	29.2	20.3	24.3	96	23	59	24	78	20.0	23.5	2.7	2.6	25	2
SEPTIEMBRE	58.2	33.4	21	20.0	1	30.2	20.9	25.0	96	14	56	16	77	20.5	24.2	0.1	0.1	25	1
OCTUBRE	43.3	34.3	7	19.7	4	29.7	21.4	25.1	95	12	51	7	77	20.8	24.6	0.0	0.0	1	0
NOVIEMBRE	55.9	32.6	18	20.8	26	29.6	21.6	25.1	92	5	59	12	78	20.8	24.5	0.0	0.0	1	0
DICIEMBRE	110.9	35.2	15	18.7	1	32.2	22.3	27.0	91	30	47	14	70	20.8	24.5	1.4	1.0	29	2
VALOR ANUAL	683.1					29.9	21.9	25.5					79	21.5	25.7	1030.8	120.0		

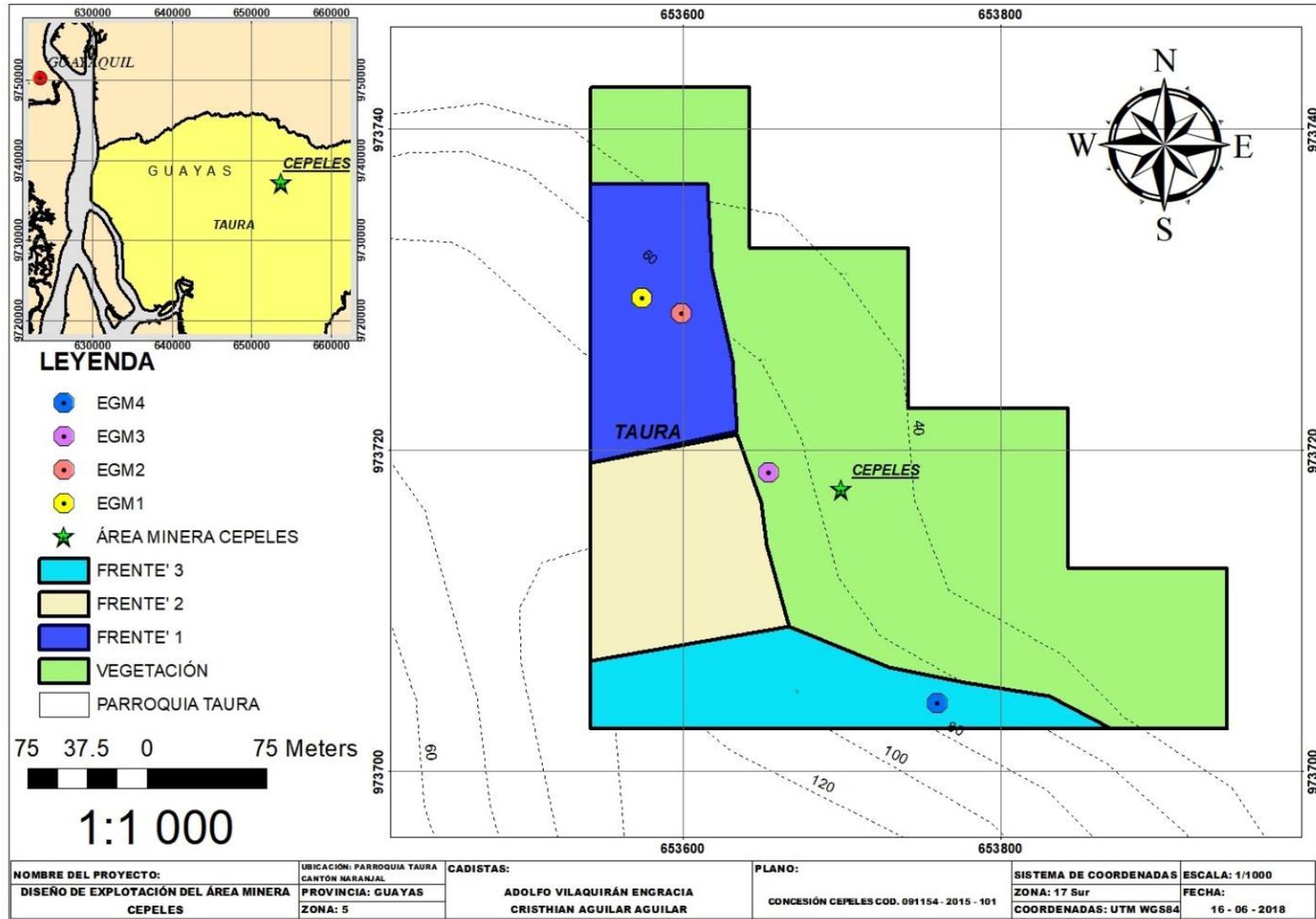
MES	EVAPORACION (mm)		NUBOSIDAD MEDIA (Octas)	VELOCIDAD MEDIA Y FRECUENCIAS DE VIENTO												Val Mayor Observado (m/s)	VELOCIDAD MEDIA (Km/h)									
	Suma Mensual	Máxima en 24hrs		N		NE		E		SE		S		SW				W		NW		CALMA	Nro OBS			
	(m/s)	(m/s)		(m/s)	%	(m/s)	%	(m/s)	%	(m/s)	%	(m/s)	%	(m/s)	%			(m/s)	%	(m/s)	%					
ENERO	72.3	4.7	4	8	1.2	5	1.5	9	1.0	2	1.4	11	1.6	5	1.2	14	1.0	3	1.5	4	46	93	4.0	SE	1.5	
FEBRERO	87.6	5.0	21	7	1.4	10	1.0	2	1.0	5	1.7	8	1.3	5	1.1	12	1.3	7	1.2	11	41	84	4.0	SE	1.7	
MARZO	102.8			7	1.5	2	1.5	4	1.3	3	1.3	10	1.1	10	1.6	18	1.5	2	1.8	9	42	93	4.0	SW	1.7	
ABRIL	108.3	7.4	19	7	0.0	0	1.0	1	1.0	1	1.9	11	1.6	18	1.4	26	2.0	3	1.4	6	34	90	5.0	SE	1.7	
MAYO	90.0			7																						2.0
JUNIO	75.2	4.6	23	7	0.0	0	0.0	0	0.0	0	1.0	3	1.3	19	1.2	47	0.0	0	0.0	0	31	90	3.0	SW	2.3	
JULIO	73.2	4.9	27	7	0.0	0	1.0	1	0.0	0	2.3	4	2.0	22	1.6	53	0.0	0	0.0	0	20	93	6.0	SW	2.5	
AGOSTO	100.0	5.8	24	7	0.0	0	0.0	0	1.0	1	1.3	8	1.6	19	1.9	57	0.0	0	3.0	1	14	93	5.0	SW	3.1	
SEPTIEMBRE	113.9	6.7	21	7	0.0	0	0.0	0	1.0	1	1.4	12	2.4	19	2.5	62	0.0	0	1.0	1	4	90	6.0	SW	3.4	
OCTUBRE	111.3	6.8	7	7	0.0	0	0.0	0	0.0	0	2.2	18	1.8	12	2.8	66	0.0	0	0.0	0	4	93	6.0	SW	3.6	
NOVIEMBRE	102.4	5.9	21	7	0.0	0	1.0	1	1.0	1	1.6	10	1.8	16	2.5	66	2.0	1	1.5	2	3	90	6.0	SW	3.3	
DICIEMBRE	147.4	6.8	6	7	0.0	0	0.0	0	1.3	3	2.1	12	2.0	19	2.3	53	3.0	1	2.0	3	9	93	8.0	S	3.8	
VALOR ANUAL	1184.4			7																						3.0



ANEXO B.1



ANEXO B.2



ANEXO B.3

Clase	Término	Descripción
I	Fresco	No aparecen signos visibles de meteorización, tal vez ligera decoloración en las grandes superficies de discontinuidad.
II	Ligeramente Meteorizado	Todo el conjunto rocoso está decolorado por meteorización. La decoloración indica alteración del material rocoso y de las superficies de discontinuidad.
III	Moderadamente Meteorizado	Menos de la mitad del macizo aparece descompuesto o transformado en suelo. A roca fresca o decolorada aparece de forma continua o como núcleos aislados.
IV	Altamente Meteorizado	Más de la mitad del macizo aparece descompuesto o transformado en suelo. La roca fresca o decolorada aparece de forma discontinua o como núcleos aislados.
V	Completamente Meteorizado	Todo el macizo aparece descompuesto o transformado en suelo. Se conserva la estructura original del macizo rocoso.
VI	Suelo Residual	Todo el material rocoso se ha transformado en suelo. Se ha destruido la estructura del macizo rocoso y la fábrica del material. Existe cambio de volumen, pero el suelo no se ha transportado significativamente.

ANEXO B.4

1	Resistencia de la roca sana (MPa)	Ensayo de carga puntual	>10	4 a 10	2 a 4	1 a 2	--		
		Compresión simple	>250	100 a 250	50 a 100	25 a 40	5 a 25	1 a 5	< 1
	Valoración		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90 a 100	75 a 90	50 a 75	25 a 50	<25		
	Valoración		20	17	13	8	3		
3	Separación de juntas		>2m	0,6-2 m	0,2-0,6 m	0,06-0,2 m	<0,06m		
	Valoración		20	15	10	8	5		
4	Continuidad		<1 m	1 a 3 m	3 a 10 m	10 a 20 m	>20 m		
	Valoración		6	4	2	1	0		
	Apertura		Nada	<0,1mm	0,1-1 mm	1-5 mm	>5mm		
	Valoración		6	5	4	1	0		
	Rugosidad		Muy Rugosa	Rugosa	Ligeramente Rugosa	Ondulada	Suave		
	Valoración		6	5	3	1	0		
	Relleno		Ninguno	Relleno duro		Relleno blando			
				<5mm	>5mm	<5mm	>5mm		
	Valoración		6	5	3	1	0		
	Alteración		Inalterado	Ligeramente Alterado	Moderadamente Alterado	Muy Alterado	Descompuesto		
Valoración		6	5	3	1	0			
5	Presencia de agua	Calidad en 10m túnel	Nulo	<10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	>125 l/min		
		σ_w/σ_3	0	0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5		
		Estado	Seco	Ligeramente y Húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo		
	Valoración		15	10	7	4	0		

ANEXO B.5

FICHA DE ESTACION GEOMECÁNICA 01

COORDENADAS: X: 653574 E Y: 9737295 S Z: 49 M ESTACIÓN Nº: 1

FECHA: 21 de Junio del 2018 Calidad del afloramiento: BUENA

LITOLOGÍA: ANDESITA Grado II FORMACIÓN: PIÑÓN

METEORIZACION: Resistencia: R3 = ROCA MEDIA

CROQUIS FRACTURAS (DIPS)

Fisher Concentrations
% of total per 1.0 % area

FAMILIAS	
Dip Dir	Dip
J1	75
J2	245
J3	158
J	92
J	60
J	10

RMR	
Min	48
Max	55

ROD:	
Min	69.90%
Max	73.58%

Fracturas/metro (v)	
λ1	11
Fracturas/metro (h)	
λ2	10

CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO - RMR

(Bieniawski 1989)

CONTINUIDAD									
<1m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	>20 m					
0-2	2-4	4-6	6-8	8-10	10-12	12-14	14-16	16-18	18-20

CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO - RMR

(Bieniawski 1989)

CONTINUIDAD									
<1m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	>20 m					
0-2	2-4	4-6	6-8	8-10	10-12	12-14	14-16	16-18	18-20

CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO - RMR

(Bieniawski 1989)

CONTINUIDAD									
<1m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	>20 m					
0-2	2-4	4-6	6-8	8-10	10-12	12-14	14-16	16-18	18-20

FOTOGRAFIA ESTACION GEOMECÁNICA

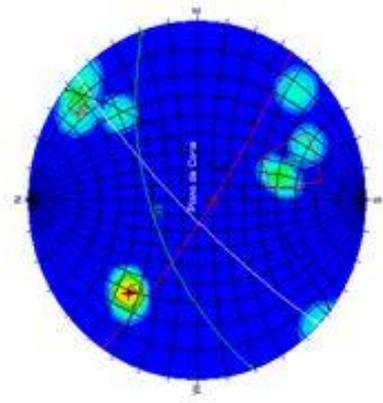
FICHA DE ESTACION GEOMECÁNICA 02

COORDENADAS: X: 653699 E Y: 9737285 S Z: 34 M ESTACIÓN N°: 2
 FECHA: 21 de Junio del 2018 Calidad del afloramiento: BUENA

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
MEDIDAS	90	J1	J1	J1	J2	J2	J2	J3	J3	J3
100 de Plazo	130	132	128	126	228	214	224	335	350	340
OPR. BUZ.	68	64	66	70	67	81	88	71	56	50
ESPAJAMIENTO										
> 2000 mm										
600 - 2000 mm					X					
200 - 600 mm						X		X	X	X
60 - 200 mm	X	X	X	X						
< 60 mm										
CONTINUIDAD										
< 1 m										
1-3 m										
3-10 m										
10-20 m	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X
> 20 m										
APERTURA										
NOSES									X	
< 0,1 mm										X
0,1-1,0 mm										X
1-5 mm										
> 5 mm										
SUBCATEGORÍA										
CONDICIÓN	ON	ON	ON	ON	SU	SU	SU	SU	SU	SU
JRC	4-6	4-6	4-6	4-6	2-4	2-4	2-4	2-4	2-4	2-4
MÉTODO JUNTA										
Grado	II									
AGUA										
Seco	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X
Lit. húmedo										
Húmedo										
Grosoroso										
Fluyente										
RELLENO										
Natural/azul	NO									
Espesor mm										

LITOLOGÍA: ANDESITA
 METEORIZACIÓN: Grado II
 FORMACIÓN: PÍÑÓN
 RESISTENCIA: R3 = ROCA MEDIA

CROQUIS FRACTURAS (DIPS)



FAMILIAS	
Dip	Dip
J1	306
J2	34
J3	161
J	134

RMR	
Min	Calidad
52	52
Max	55

RQD	
Min	Max
73.26%	77.25%

Fracturámetro (V)	
Min	Max
11	10
Fracturámetro (H)	
12	



CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCO R0 - RMR

(Beleniewski 1988)

	1	2	3	4	5	6	7	8	9
ESPAJAMIENTO									
< 2000 mm									
600-2000 mm									
200-600 mm									
60-200 mm									
< 60 mm									
AGUA									
Secca									
Lit. húmedo									
húmedo									
Grasoso									
Fluyente									
RELLENO									
Natural/azul									
Espesor mm									

	1	2	3	4	5	6	7	8	9
CONTINUIDAD									
< 1m									
1-3m									
3-10m									
10-20m									
> 20m									
BLAZO R0									
JRC									
D-2									
2-4									
6-6									
6-8									
8-10									
10-12									
12-18									
18-18									
18-20									

	1	2	3	4	5	6	7	8	9
APERTURA									
Nada									
< 0,1 mm									
0,1-1 mm									
1-5 mm									
> 5mm									
METEORIZACIÓN									
Grado									
I									
II									
III									
IV									
V									
VI									

FICHA DE ESTACION GEOMECÁNICA 03

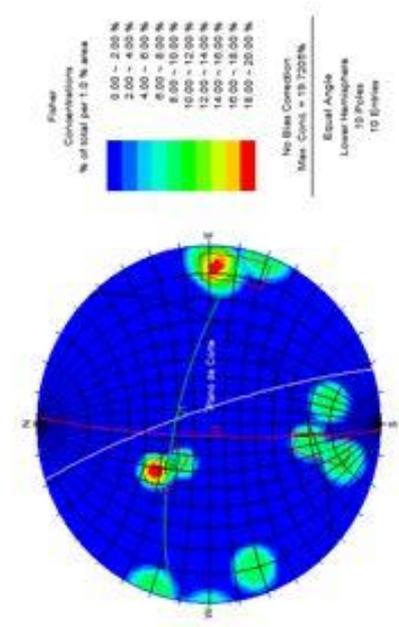
COORDENADAS: X: 653654 E Y: 9737196 S Z: 50 M
 ESTACIÓN N°: 3
 BUEVA

FECHA: 21 de Julio del 2018
 Calidad del afloramiento:

MEASURAS	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Tipo de Pícono	J1	J1	J1	J1	J2	J2	J2	J3	J3	J3
DIR. BUZ.	355	350	10	15	140	125	140	270	290	275
BOLZAMIENTO	75	70	60	77	44	30	45	85	90	80
ESPEZOR	> 2000 mm									
600 - 2000 mm	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X
200 - 600 mm										
60 - 200 mm										
< 60 mm										
CONTINUIDAD										
< 1 m										
1-3 m										
3-10 m	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X
10-20 m										
> 20 m										
ARESTURA										
< 0,1 mm	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X
0,1-1,0 mm										
1-5 mm										
> 5 mm										
REGRESION	ON	ON	ON	ON	ON	ON	ON	ON	ON	ON
CONJUGACION	6-8	6-8	6-8	4+6	4+6	4+6	4+6	6+8	6+8	6+8
MEJOR JUNTA	Grado	II								
AGUA	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X
Seco										
Lig. húmedo										
Húmedo										
Grasoso										
Fluyente										
RELLENO										
Naturalidad	NO	NO	NO	NO	NO	NO	NO	NO	NO	NO
Espesor mm										

LITOLOGIA: BRECHA
 METEORIZACION: Grado II
 FORMACION: PIÑON
 RESISTENCIA: R1 = ROCA MUY DEBIL

CROQUIS FRACTURAS (DIPS)



FAMILIAS	Dip	Dip
J1	315	51
J2	92	8
J3	195	22
J	292	10

RMR	Calidad
Min	45
Max	54

RQD	Min	Max
Min	50,8%	
Max	62,66%	

Fracturamiento (V)	1	2
Fracturamiento (H)	14	13



CARACTERIZACION DEL MACIZO ROCO SO - RMR

(En la escala 1-9)

ESPEZOR	1	2	3	4	5	6	7	8	9
< 2000 mm									
200-600 mm									
60-200 mm									
< 60 mm									

CONTINUIDAD	1	2	3	4	5	6	7	8	9
< 1m									
1-3m									
3-10m									
10-20m									
> 20m									

REGRESION	1	2	3	4	5	6	7	8	9
JRC									
0-2									
3-4									
5-6									
8-10									
10-12									
12-14									
14-16									
15-18									
18-20									

AGUA	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Seco									
Lig. húmedo									
Húmedo									
Gotas de agua									
Fluyente									

RELLENO	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Ninguno									
Banda									
Duro									

APERTURA	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Nada									
< 0,1 mm									
0,1-1 mm									
1-5 mm									
> 5mm									

METEORIZACION	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Grado									
I									
II									
III									
IV									
V									
VI									

FICHA DE ESTACION GEOMECÁNICA 04

ESTACIÓN N°: 4

COORDENADAS: X: 653760 E Y: 9737042 S Z: 39 M
 FECHA: 21 de Junio del 2018 Calidad del afloramiento: BUENA

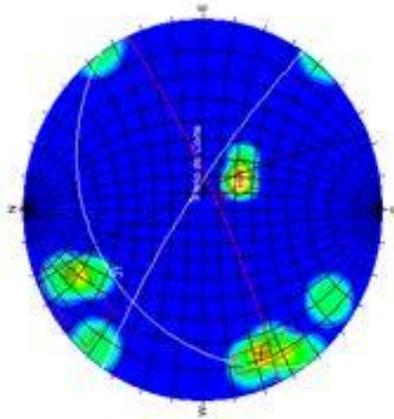
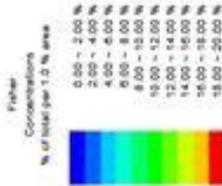
LITOLOGÍA: ANDESITA

FORMACIÓN: PIÑÓN

METODIZACIÓN: Grado III RESISTENCIA: R2 = ROCA DEBIL

CROQUIS FRACTURAS (DIPS)

FAMILIAS	
Dip	Dip
J1	145
J2	336
J3	247
J	214, 10



RMR	
Me	51
Max	57

ROD:	
Mh	66.25%
Max	73.96%

Fracturamiento IV	
Fracturamiento (N)	11
Fracturamiento (R)	12

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
MEJURAS	90	J1	J1	J1	J2	J2	J2	J3	J3	J3
100 cm Plano	315	320	330	310	150	130	155	62	55	72
BOZAMIENTO	34	25	30	38	70	86	80	78	88	80
ESPAZADO										
> 2000 mm										
600 - 2000 mm	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X
200 - 600 mm										
60 - 200 mm										
< 60 mm										
CONTINUIDAD										
< 1 m										
1-3 m										
3-10 m										
10-20 m	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X
> 20 m										
ABERTURA										
Nesos										
< 0.1 mm	X	X	X	X						
0.1-1.0 mm										
1-5 mm										
> 5 mm										
ORIENTACION										
LR	LR	LR	LR	LR	ON	ON	ON	ON	ON	ON
8-10	8-10	8-10	8-10	4-5	4-5	4-5	4-5	4-5	4-5	4-5
MEJOR JUNTA										
GRAN	II	II	II	II	II	II	II	II	II	II
ACUA	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X
SECO										
Ll. humedo										
Humedo										
Grasoso										
Fluyendo										
SELLADO										
Naturaliza	NO	NO	NO	NO	NO	NO	NO	NO	NO	NO
Espesor mm										

CARACTERIZACION DEL MACIZO ROCO SO - RMR

(En la wiki 1889)

ESPAZADO	1	2	3	4	5	6	7	8	9
< 500 mm									
500-700 mm									
700-1000 mm									
1000-1500 mm									
1500-2000 mm									
> 2000 mm									

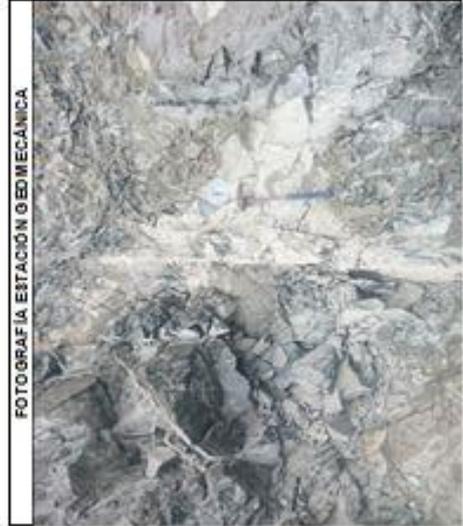
CONTINUIDAD	1	2	3	4	5	6	7	8	9
< 1m									
1-3m									
3-10 m									
10-20 m									
> 20m									

ABERTURA	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Nada									
< 0.1 mm									
0.1-1 mm									
1-5 mm									
> 5mm									

AGUA	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Se ca									
lg. fluyendo									
fluyendo									
Gotas caendo									
fluyendo									

REGISTRO	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Ninguno									
Banda									
Dura									

METODIZACION	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Grado									
I									
II									
III									
IV									
V									
VI									



FOTOGRAFIA ESTACION GEOMECÁNICA

ANEXO B.6

EQUIPO	CONDICIONES DE TRABAJO		
	BUENAS	MEDIAS	DURAS
Tractores de orugas	60%	70%	80%
Palas cargadoras	40%	50%	60%
Excavadoras hidráulicas	50%	70%	90%
Mototraillas autocargables	40%	50%	60%
Mototraillas convencionales	45%	55%	65%
Volquetes	25%	35%	45%

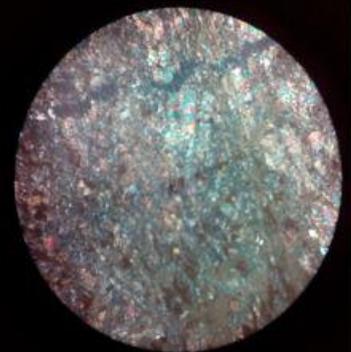
ANEXO B.7

FICHA DE DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA DE ROCAS ÍGNEAS			
COLECTOR:	Adolfo Villaquirán - Cristhian Aguilar		FICHA N°: 1
DESCRITO POR:	Ing. Nancy Sumba		CÓDIGO MUESTRA: CHURUTE 1
UBICACIÓN UTM WGS84:	X:	653760	DESCRIPCIÓN PETROGRÁFICA
	Y:	9737042	
	Z:	39	
DIRECCIÓN:	Formación Piñón, Cerro Pelado, Parroquia Taura Cantón Naranjal Provincia del Guayas		<i>Características de los componentes</i>
FOTOGRAFÍA		Color:	Verde - Pardo
		Textura:	Afanítica
		Estructura:	Masiva
		Tamaño Grano:	Fino
		Forma de los clastos:	No se observa
		% Fenocristales:	20
		% Matriz:	80
		<i>Contenido de los minerales</i>	
		Minerales principales:	Piroxenos, olivinos, plagioclasas
Minerales accesorios:	Epidota, Pirita, calcopirita		
Grado Meteorización:	Medio - Alto		
OBSERVACIONES:	Se observan piroxenos < 1 mm, vetillas por el fracturamiento		Reacción con ácido: No
Magnetismo:			No
ANÁLISIS DE LABORATORIO:	Sí	LÁMINA DELGADA: Sí	Magnetismo: BASALTO

FICHA DE DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA DE ROCAS ÍGNEAS			
COLECTOR:	Adolfo Villaquirán - Cristhian Aguilar		FICHA N°: 2
DESCRITO POR:	Ing. Nancy Sumba		CÓDIGO MUESTRA: CHURUTE 2
UBICACIÓN UTM WGS84:	X:	653760	DESCRIPCIÓN PETROGRÁFICA
	Y:	9737042	
	Z:	39	
DIRECCIÓN:	Formación Piñón, Cerro Pelado, Parroquia Taura Cantón Naranjal Provincia del Guayas		Color: Verde - Gris
FOTOGRAFÍA			Textura: Afánítica
			Estuctura: Masiva
			Tamaño Grano: Fino
			Forma de los clastos: No se observa
			% Fenocristales: 20
			% Matriz: 80
			Contenido de los minerales
			Minerales principales: Piroxenos, olivinos, plagioclasas
			Minerales accesorios: Epidota, Pirta, calcopirta
			Grado Meteorización: Medio - Alto
OBSERVACIONES:	Se observan piroxenos < 1 mm, vetillas por el fracturamiento		Reacción con ácido: No
			Magnetismo: No
ANÁLISIS DE LABORATORIO:	Sí	LÁMINA DELGADA: Sí	Magnetismo: BASALTO

ANEXO B.8

FICHA DE DESCRIPCIÓN MICROSCÓPICA DE ROCAS ÍGNEAS			
CÓDIGO:	MICRO CEPELES - 01		
FECHA:	07-jul-18		
COLECTOR:	Adolfo Villaquirán - Cristhian Aguilar		
DESCRITO POR:	Ing. Nancy Sumba		
COORDENADAS UTM:	X:	653760	
	Y:	9737042	
	Z:	39	
DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA			
Roca de tonalidades gris a tonos azulados a verde, con estructura masiva y textura afánítica (granos finos).			
DESCRIPCIÓN MICROSCÓPICA			
MICROTEXTURAS:	Afanítica Hipocristalina		
MICROESTRUCTURAS:	Masiva		
COMPONENTES:	% TOTAL	MINERALES	% / COMPONENTE
Fenocristales:	20	Piroxenos	50
		Olivinos	30
		Plagioclasas	20
Matriz:	80	Silicatos	50
		Piroxenos	50
Accesorios:	< 5	Py, epidota	100
OBSERVACIONES:	Entre los minerales accesorios está la pirta, epidota, calcopirta, la presencia de vetillas es por el fracturamiento en cuña del macizo rocoso, las plagioclasas son difíciles de observar por el grado de meterorización.		
NOMBRE ROCA:	BASALTO DE PIROXENOS	ESTUDIO:	MATERIA INTEGRADORA



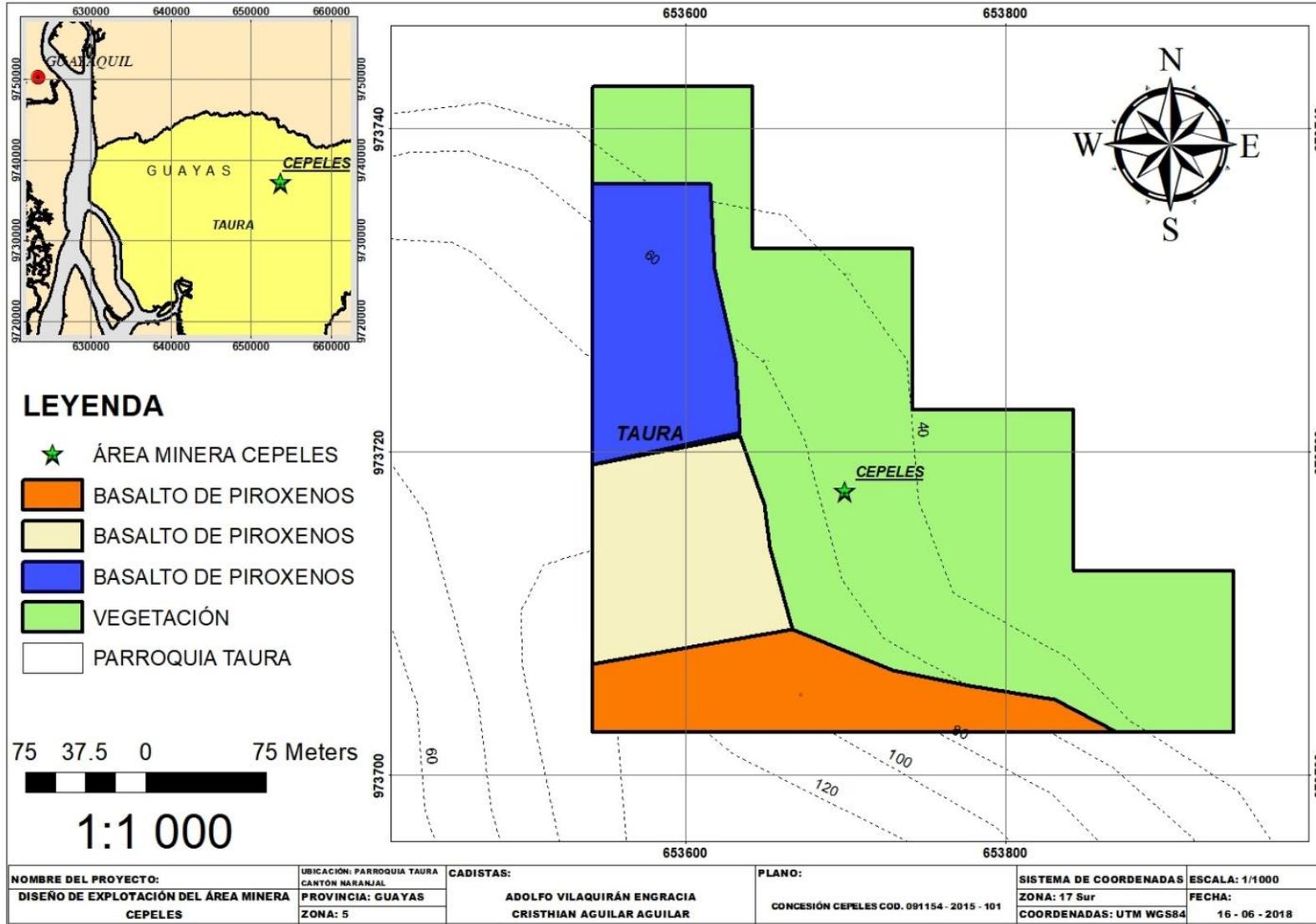
ANEXO B.9

GEOLOGICAL STRENGTH INDEX (GSI)		CONDICIÓN				
ESTRUCTURA		MUY BUENA	BUENA	MEDIA	POBRE	MUY POBRE
		Superficies muy rugosas sin alterar	Superficies rugosas ligeramente alteradas, con pátinas de oxidación	Superficies suaves moderadamente alteradas	Superficies muy alteradas, con rellenos compactos (fragmentos rocosos)	Superficies muy alteradas, con rellenos arcillosos
	BLOQUES REGULARES (BR) Macizo rocoso sin alterar. Bloques cúbicos, en contacto y sin relleno, formados por tres familias ortogonales.	80	70	60	50	40
	BLOQUES IRREGULARES (BI) Macizo rocoso parcialmente alterado. Bloques angulosos, formados por cuatro o más familias, en contacto o con rellenos con baja proporción de finos.	70	60	50	40	30
	BLOQUES Y CAPAS (BC) Macizo alterado, plegado y fracturado con múltiples discontinuidades que forman bloques angulosos y con pocos finos.	60	50	40	30	20
	FRACTURACIÓN INTENSA (FI) Macizo rocoso muy fracturado, formado por bloques angulosos y redondeados, con alto contenido de finos.	50	40	30	20	10

ANEXO B.10

EQUIPO	Coste de lubricantes, grasas y filtros, en función del coste de combustible (%)
Excavadoras hidráulicas	20 - 25
Tractores de cadenas	10 - 20
Palas de ruedas	15 - 20
Mototraillas autocargables	15 - 20
Mototraillas empujadoras	10 - 15
Volquetes	10 - 15

ANEXO C.1



ANEXO C.2

Analysis of Rock/Soil Strength using RocData

Hoek-Brown Classification

intact uniaxial compressive strength = 37 MPa
GSI = 47 $m_i = 25$ Disturbance factor = 0.85

Hoek-Brown Criterion

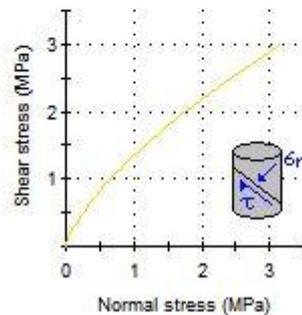
$m_b = 0.930$ $s = 0.0003$ $a = 0.507$

Mohr-Coulomb Fit

cohesion = 0.438 MPa friction angle = 40.53 deg

Rock Mass Parameters

tensile strength = -0.011 MPa
uniaxial compressive strength = 0.574 MPa
global strength = 4.626 MPa
modulus of deformation = 2942.85 MPa



Analysis of Rock/Soil Strength using RocData

Hoek-Brown Classification

intact uniaxial compressive strength = 49 MPa
GSI = 49 $m_i = 25$ Disturbance factor = 0.85

Hoek-Brown Criterion

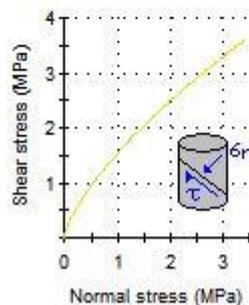
$m_b = 1.053$ $s = 0.0004$ $a = 0.506$

Mohr-Coulomb Fit

cohesion = 0.514 MPa friction angle = 43.71 deg

Rock Mass Parameters

tensile strength = -0.017 MPa
uniaxial compressive strength = 0.896 MPa
global strength = 6.556 MPa
modulus of deformation = 3799.85 MPa



Analysis of Rock/Soil Strength using RocData

Hoek-Brown Classification

intact uniaxial compressive strength = 40 MPa
GSI = 45 $m_i = 25$ Disturbance factor = 0.85

Hoek-Brown Criterion

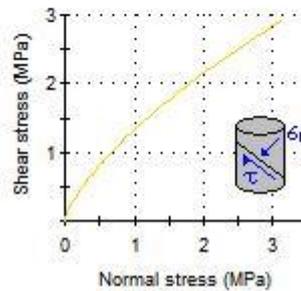
$m_b = 0.821$ $s = 0.0002$ $a = 0.508$

Mohr-Coulomb Fit

cohesion = 0.428 MPa friction angle = 40.06 deg

Rock Mass Parameters

tensile strength = -0.010 MPa
uniaxial compressive strength = 0.525 MPa
global strength = 4.670 MPa
modulus of deformation = 2727.08 MPa



Analysis of Rock/Soil Strength using RocData

Hoek-Brown Classification

intact uniaxial compressive strength = 48 MPa
GSI = 49 $m_i = 25$ Disturbance factor = 0.85

Hoek-Brown Criterion

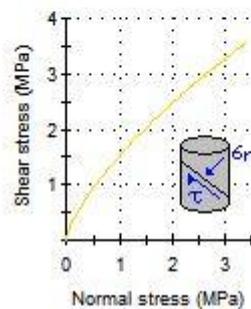
$m_b = 1.053$ $s = 0.0004$ $a = 0.506$

Mohr-Coulomb Fit

cohesion = 0.510 MPa friction angle = 43.55 deg

Rock Mass Parameters

tensile strength = -0.017 MPa
uniaxial compressive strength = 0.877 MPa
global strength = 6.422 MPa
modulus of deformation = 3760.87 MPa

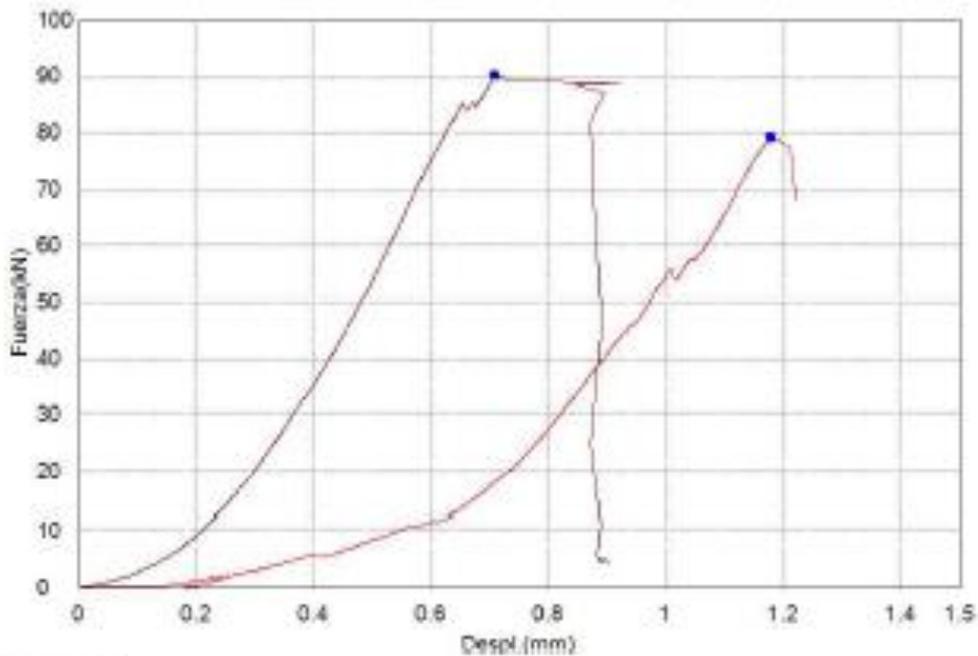


ANEXO C.3

Compresión de Muestras Cantera CEPELES

Palabra clave		Nombre de producto	
Nombre de archivo de ensayo	compresionrocaFito.stux	Nombre de metodo de ensayo	compesioroca.omux
Fecha de informe	6/28/2018	Fecha de ensayo	6/28/2018
Modo de Ensayo	Sencillo	Tipo de ensayo	Compresion
Velocidad	0.5kN/sec	Forma	Cilindrica
Nº de partidas:	1	Nº de muestras:	2

Nombre Parametros Unidad	Max_Fuerza Calc. at Entire Areas kN	Max_Tension Calc. at Entire Areas N/mm2	Max_ Desplazamiento Calc. at Entire Areas mm
andesita	79.1250	33.4500	1.18013
lutita	90.1493	38.2777	0.70663
Media	84.6372	35.8639	0.94438
Desviacion Estandar	7.79536	3.41370	0.33340
Rango	11.0243	4.82770	0.47150

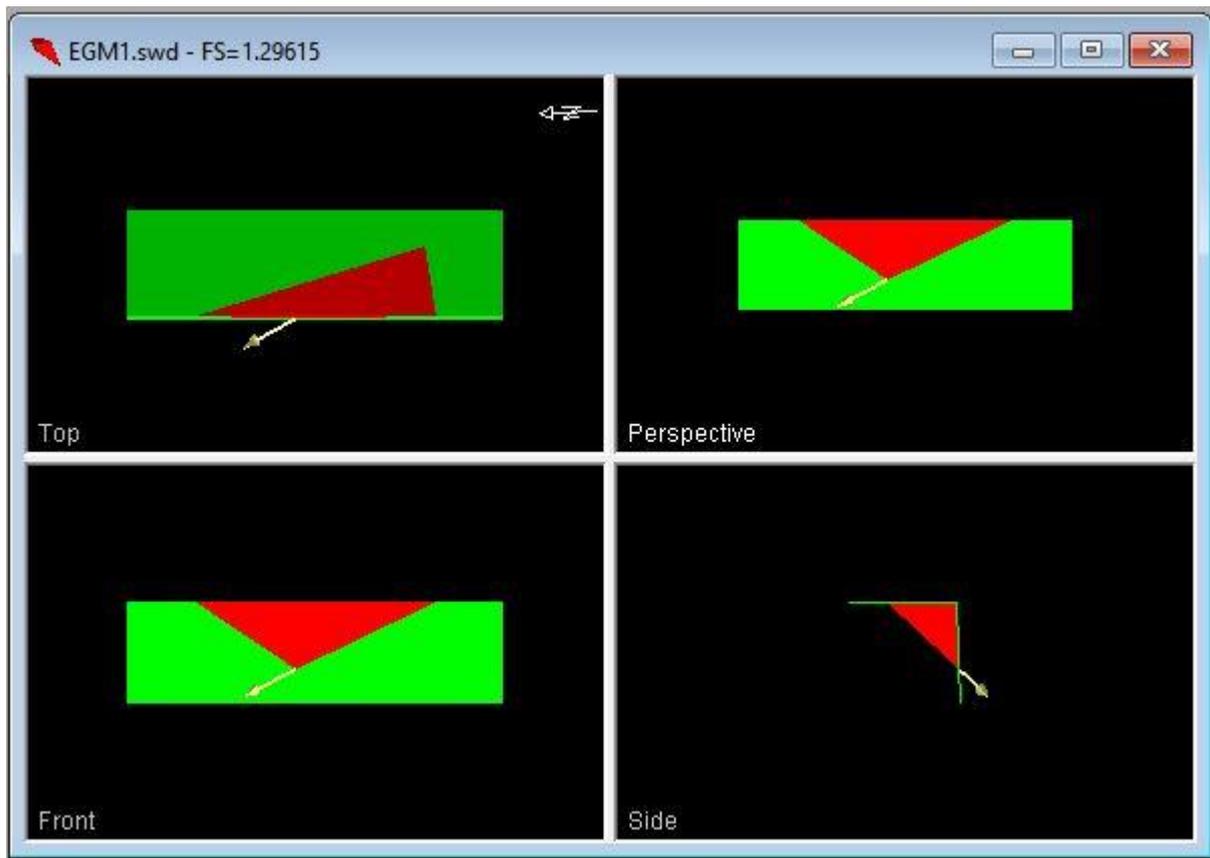


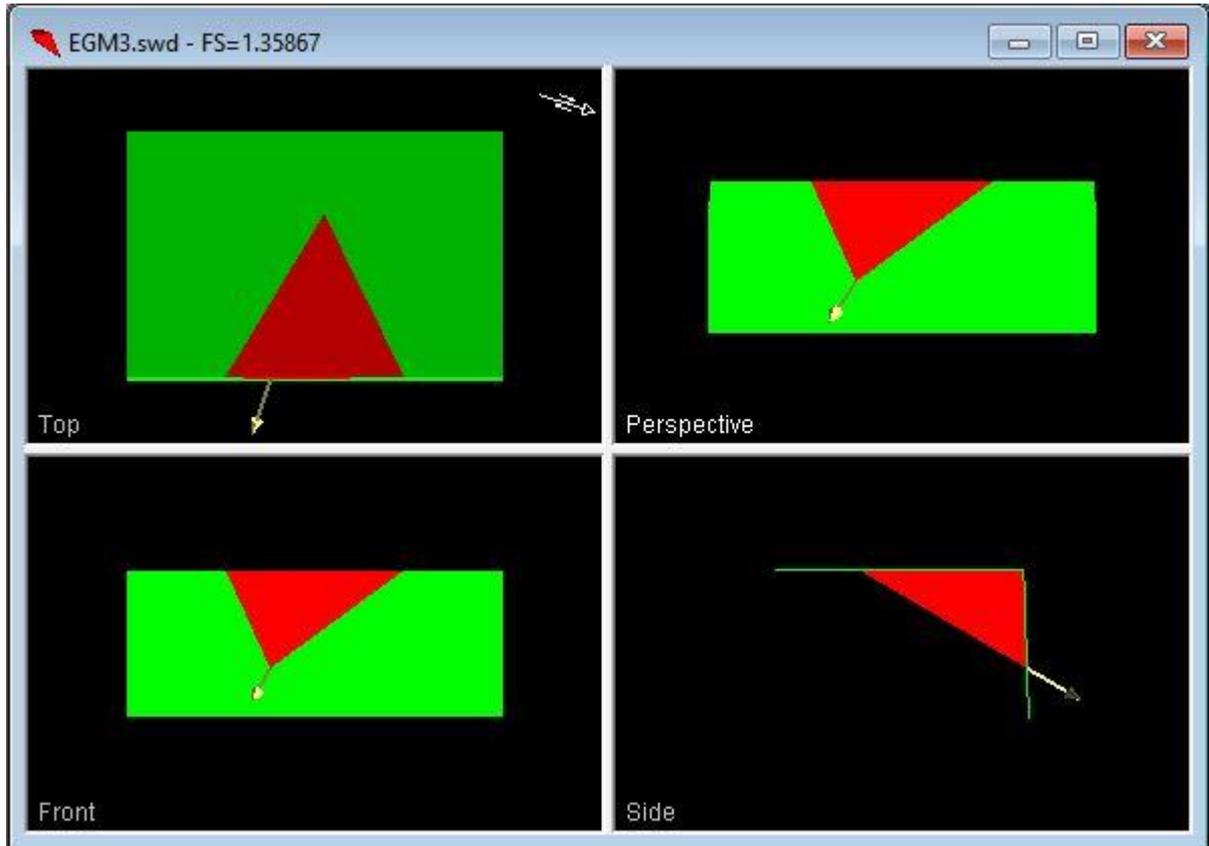
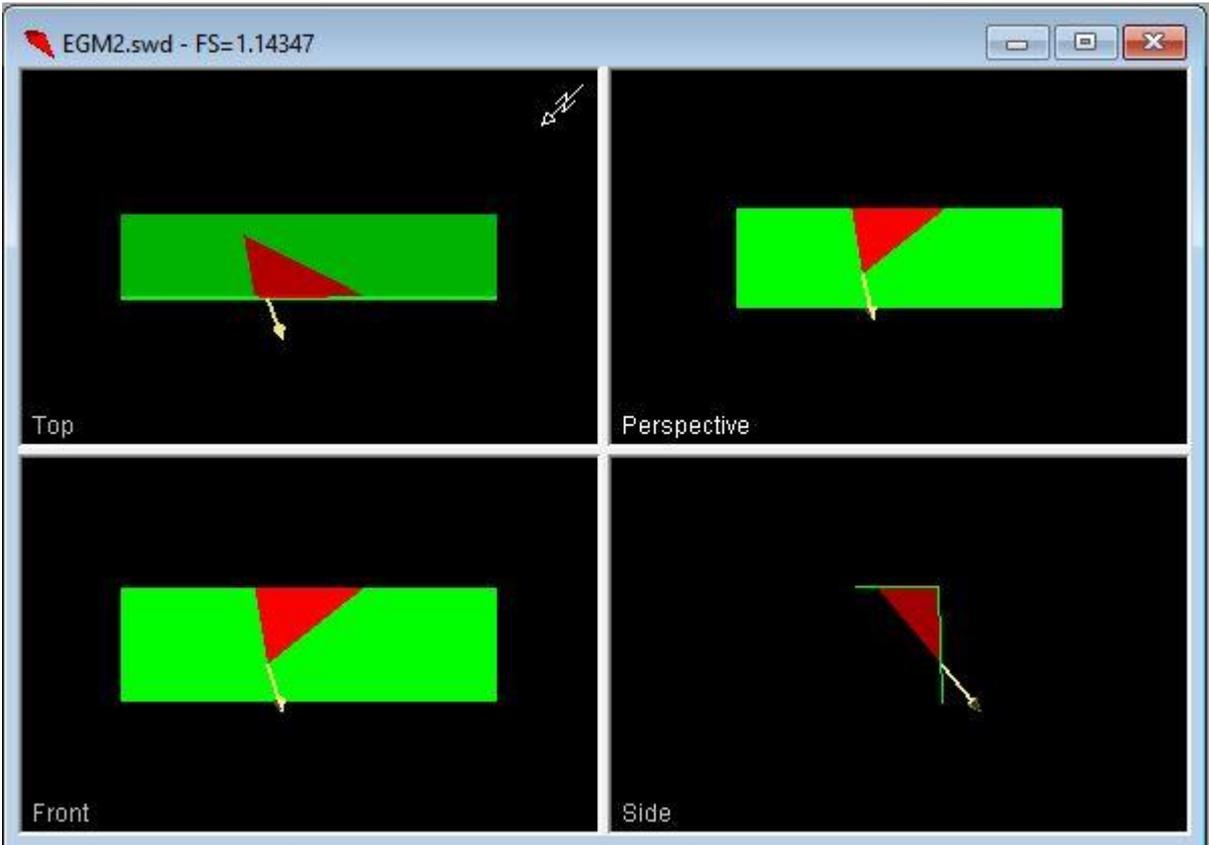
Comentarios

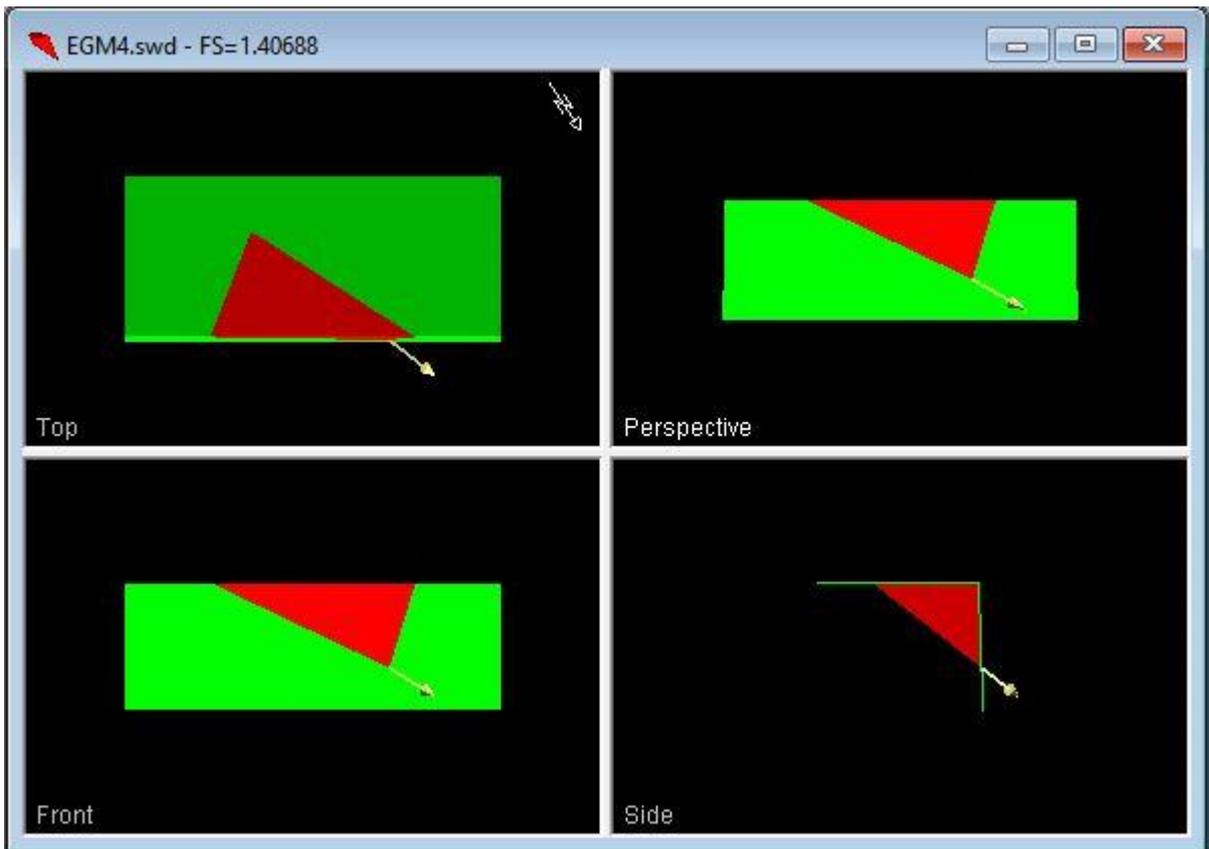
ANEXO C.4

# M	PESO INICIAL	Peso seco	PESO SUMERGIDO	PESO SUPERFICIALMENTE SATURADO	DENSIDAD (g/cm ³)
L1	359.62	353.47	234.32	357.77	2.820989625
L2	385.86	380.72	249.73	382.96	2.796738412
A1	125.06	121.04	82.22	123.09	2.825396825
A2	149.5	142.37	99.15	147.53	2.827606753
PROMEDIO					2.82

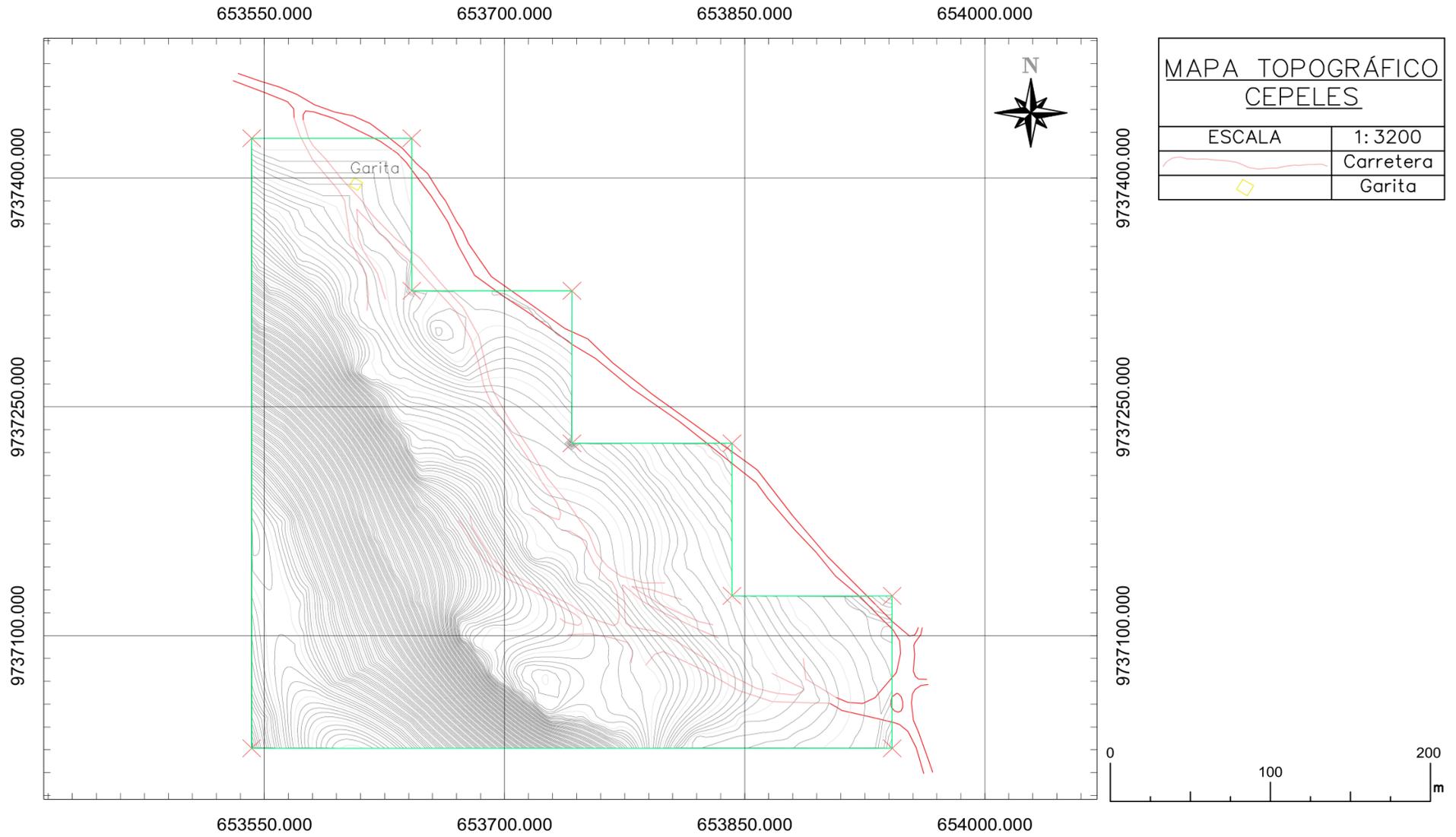
ANEXO C.5



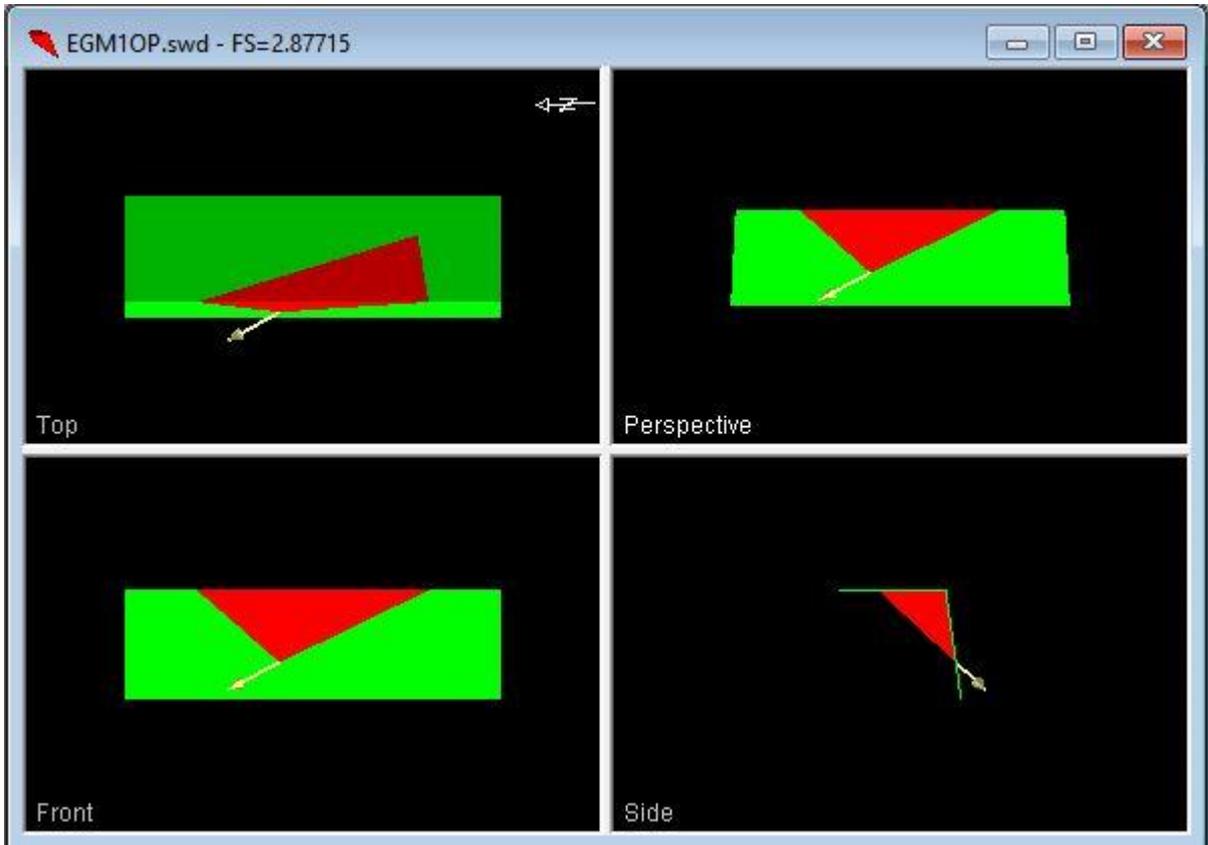


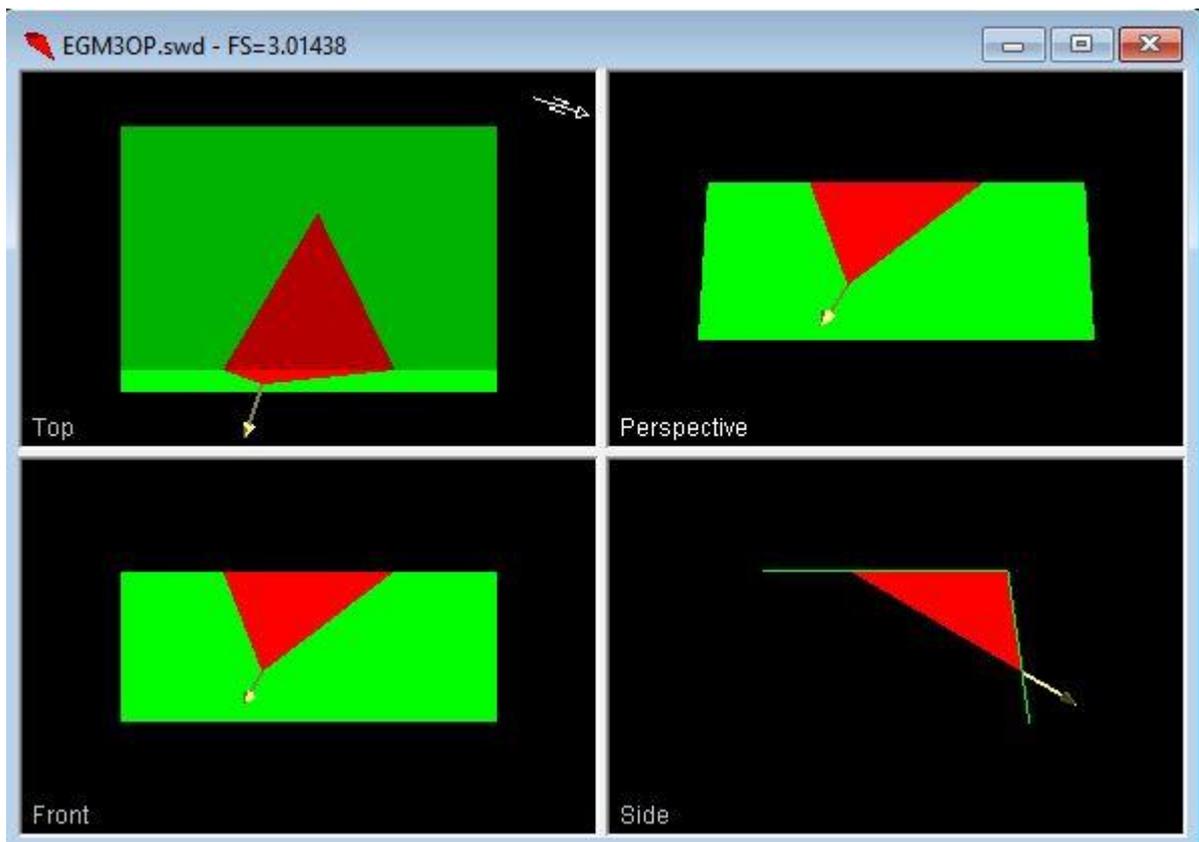
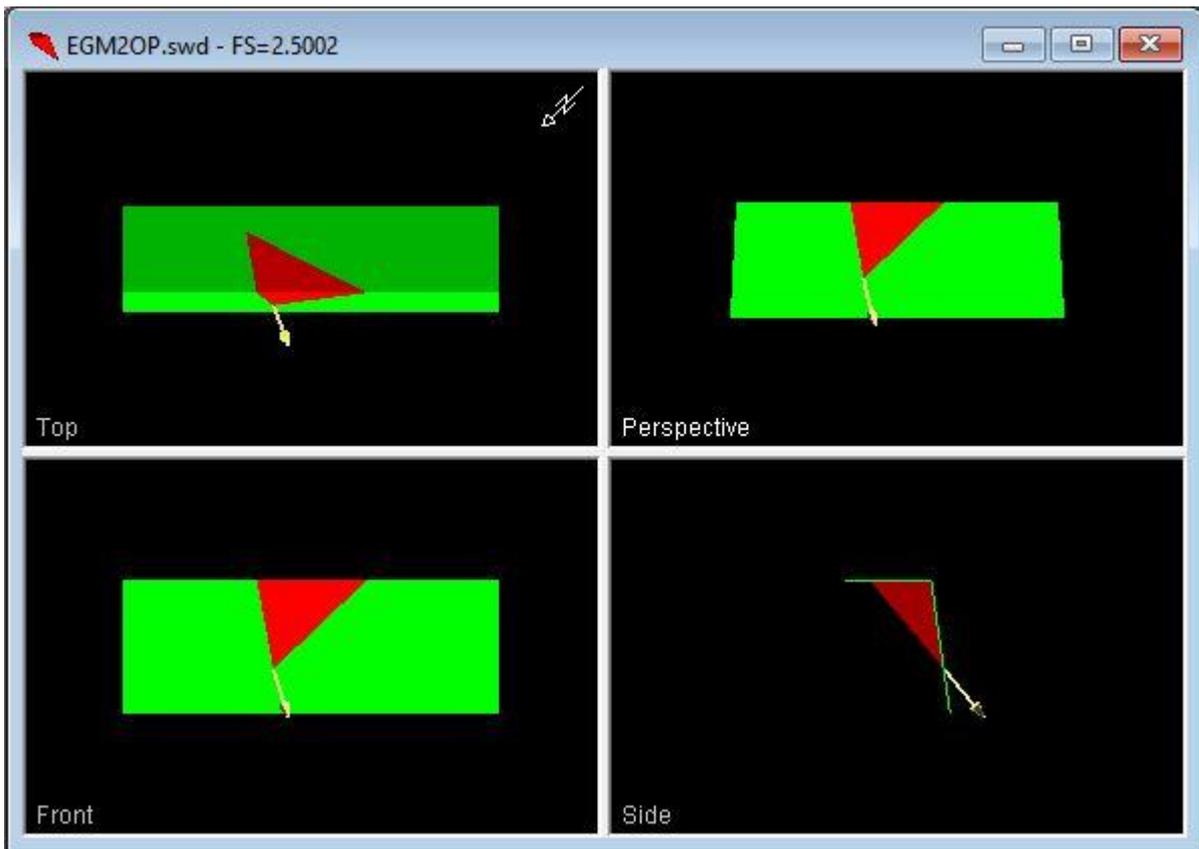


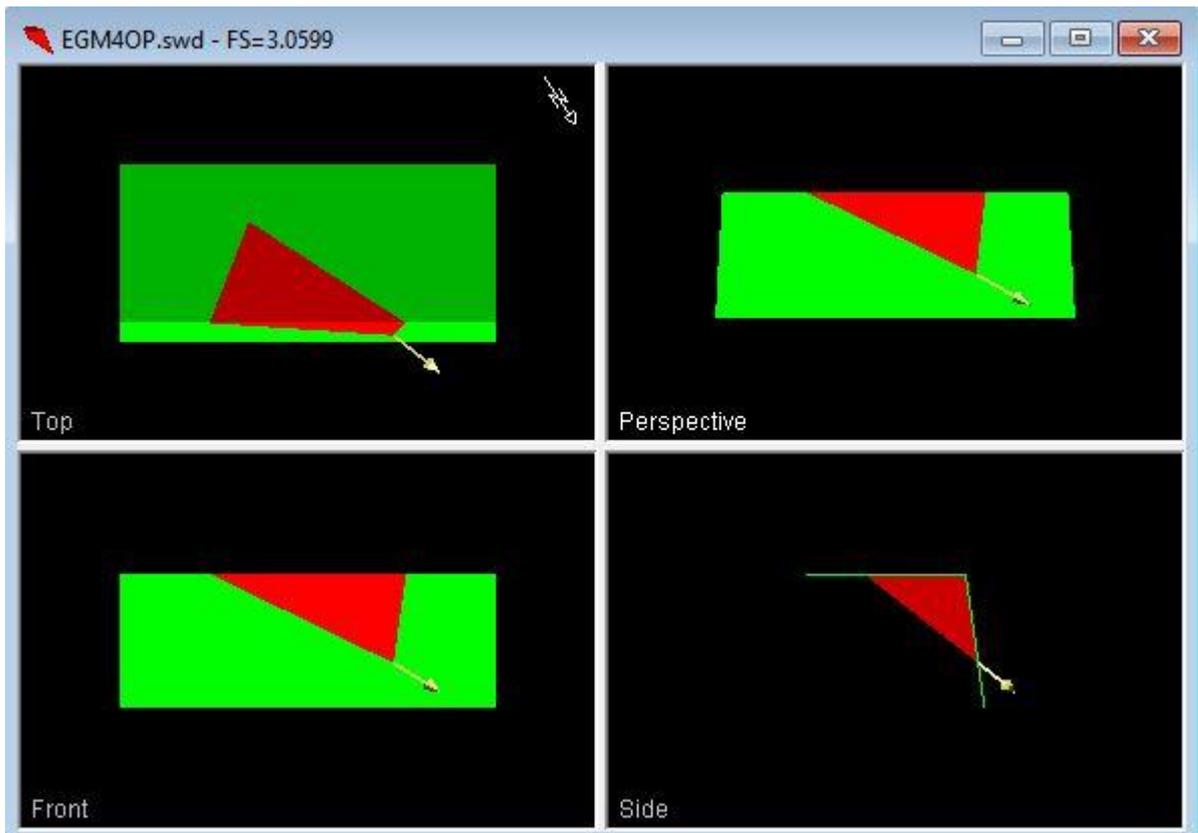
ANEXO C.6



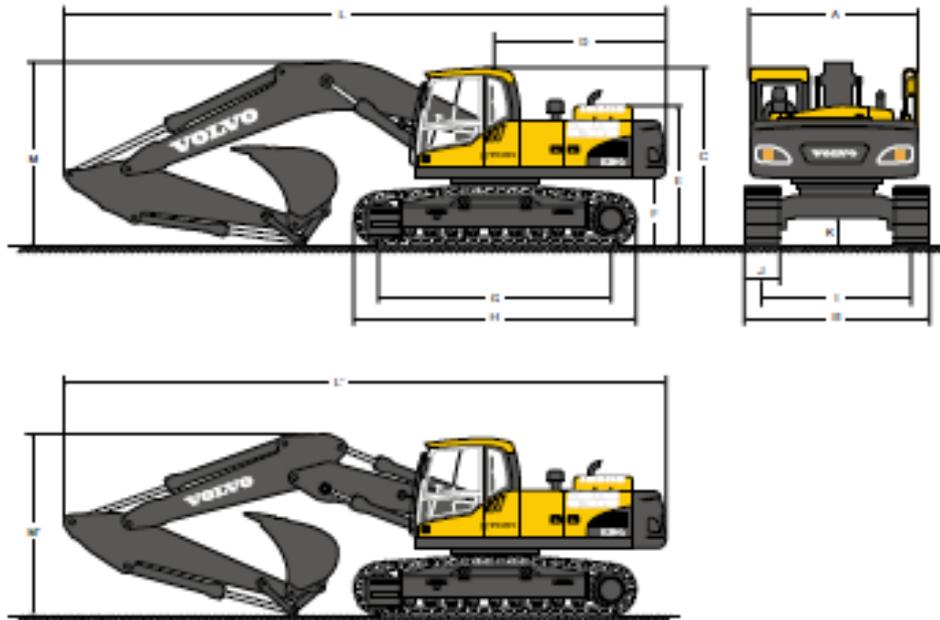
ANEXO C.7







ANEXO E



Descripción		EC290C L		
		Pluma de 6,2 m		
		Brazo de 2,55 m	Brazo de 3,05 m	Brazo de 3,7 m
A. Ancho total de la estructura superior	mm	3 090	3 090	3 090
B. Ancho total	mm	3 190	3 190	3 190
C. Altura total de la cabina	mm	3 030	3 030	3 030
D. Radio de giro de la parte posterior	mm	3 000	3 000	3 000
E. Altura total del capó	mm	2 400	2 400	2 400
F. Altura del contrapeso *	mm	1 145	1 145	1 145
G. Distancia entre ejes	mm	4 015	4 015	4 015
H. Longitud de la cadena	mm	4 870	4 870	4 870
I. Ancho entre centros de las cadenas	mm	2 590	2 590	2 590
J. Ancho de las tijas	mm	600	600	600
K. Altura mínima del suelo *	mm	480	480	480
L. Longitud total	mm	10 500	10 420	10 480
L'. Longitud total	mm	10 500	10 450	10 440
M. Altura total de la pluma	mm	3 420	3 290	3 540
M'. Altura total de la pluma	mm	3 260	3 300	3 590

* Con seña fija

ANEXO F

SUELO	Pérdida de la capa fértil.
	Alteración de la topografía y morfología.
	Desestabilización de laderas por variación de estados tensionales (sobrecarga).
	Alteración del nivel freático.
	Variaciones de las propiedades físicas (textura, porosidad etc).
	Contaminación por vertido accidental de hidrocarburos de vehículos de transporte durante la operación.
	Desestabilización de taludes (frente de explotación).
	Acumulación de desechos sólidos.
	Acumulación de suelos (estériles).
	Derrame de contaminantes químicos (explosivos).
	Problemas de erosión.
AGUA SUPERFICIAL	Acumulación de agua por precipitaciones
	Contaminación por acumulación de sedimentos minerales.
	Disminución del caudal de aguas superficiales.
	Aumento de la salinidad y dureza del agua producto de lixiviación de rocas.
AIRE	Emisión de gases de voladuras.
	Generación de polvo (perforación y manejo del material y erosión del frente de explotación).
	Generación de ruido (por las máquinas de corte, perforación y voladura de roca).
	Emisión de gases producto de la combustión de vehículos y maquinaria (Smog).
SOCIAL	Afectación a las estructuras de las viviendas aledañas producto de vibraciones de voladura.
	Generación de empleo.
	Aumento del tráfico vehicular (por la entrada y salida de maquinaria).
	Deterioro de las vías circundantes.

	Aumento de la población.
	Afectación de la salud de la población aledaña.
	Riesgos laborales por condiciones peligrosas de operación.
PAISAJE	Impacto visual.
	Ausencia de refugios faunísticos del sector.
	Pérdida de biodiversidad.
	Afectación de espacios recreativos.
	Afectación de la Plusvalía de los terrenos aledaños.