



ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE CHIMBORAZO
SEDE MORONA SANTIAGO
FACULTAD DE RECURSOS NATURALES
CARRERA MINAS

DISEÑO DE UN SISTEMA DE EXPLOTACIÓN EN LA CONCESIÓN
MINERA RAMOS HUAYCO, CÓDIGO 600575, CANTÓN
SARAGURO-LOJA

Trabajo de Integración Curricular

Tipo: Proyecto Técnico

Presentado para optar el grado académico de:

INGENIERO EN MINAS

AUTOR:

BORIS VINICIO MENDOZA OTAVALO

Macas-Ecuador

2023



ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE CHIMBORAZO
SEDE MORONA SANTIAGO
FACULTAD DE RECURSOS NATURALES
CARRERA MINAS

DISEÑO DE UN SISTEMA DE EXPLOTACIÓN EN LA CONCESIÓN
MINERA RAMOS HUAYCO, CÓDIGO 600575, CANTÓN
SARAGURO-LOJA

Trabajo de Integración Curricular

Tipo: Proyecto Técnico

Presentado para optar el grado académico de:

INGENIERO EN MINAS

AUTOR: BORIS VINICIO MENDOZA OTAVALO

DIRECTOR: ING. FABIÁN RICARDO OJEDA PARDO

Macas-Ecuador

2023

©2023, Boris Vinicio Mendoza Otavalo

Se autoriza la reproducción total o parcial, con fines académicos, por cualquier medio o procedimiento incluyendo la cita bibliográfica del documento, siempre y cuando se reconozca el Derecho de Autor.

Yo, Boris Vinicio Mendoza Otavalo, declaro que el presente Trabajo de Integración Curricular es de mi autoría y los resultados del mismo son auténticos. Los textos en el documento que provienen de otras fuentes están debidamente citados y referenciados.

Como autor asumo la responsabilidad legal y académica de los contenidos de este Trabajo de Integración Curricular, el patrimonio intelectual pertenece a la Escuela Superior Politécnica de Chimborazo.

Macas, 23 de mayo de 2022






Boris Vinicio Mendoza Otavalo

0105738405

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE CHIMBORAZO
SEDE MORONA SANTIAGO
FACULTAD DE RECURSOS NATURALES
CARRERA MINAS

El Tribunal del Trabajo de Integración Curricular certifica que: El Trabajo de Integración Curricular: Tipo: Proyecto Técnico, **DISEÑO DE UN SISTEMA DE EXPLOTACIÓN EN LA CONCESIÓN MINERA RAMOS HUAYCO, CÓDIGO 600575, CANTÓN SARAGURO-LOJA**, realizado por el señor: **BORIS VINICIO MENDOZA OTAVALO**, ha sido minuciosamente revisado por los miembros del Tribunal del Trabajo de Integración Curricular, el mismo que cumple con los requisitos científicos, técnicos, legales, en tal virtud el Tribunal autoriza su presentación.

	FIRMA	FECHA
Ing. Ernesto Reyes Céspedes M. Sc PRESIDENTE DEL TRIBUNAL	 _____	2023-05-23
Ing. Fabián Ricardo Ojeda Pardo M. Sc DIRECTOR DEL TRABAJO DE INTEGRACIÓN CURRICULAR	 _____	2023-05-23
Ing. Christian Adrián Ordoñez Guaycha M. Sc ASESOR DEL TRABAJO DE INTEGRACIÓN CURRICULAR	 _____	2023-05-23

DEDICATORIA

Este Trabajo de Integración Curricular se lo dedico a mi Mamá Ana Otavalo por el apoyo y confianza que tuvo en mi durante todo el transcurso de la carrera; a mi papá, Segundo Mendoza que a pesar de la distancia siempre estuvo pendiente de toda necesidad y por toda su ayuda llegue a culminar con este trabajo técnico; a toda mi familia en especial a mis tías Ilda Mendoza y Rosa Mendoza, por estar tan cerca y ayudarme en momentos de dificultad. De igual manera a mis docentes por brindar sus conocimientos y experiencia para llegar a concluir el trabajo de investigación.

Boris

AGRADECIMIENTOS

Agradezco a toda mi familia por ser la base de haber culminado con este logro, a mi padre Segundo Mendoza, a mi madre Ana Otavalo y a mi familia por el apoyo incondicional durante todo este tiempo. A mi director de tesis Fabián Ojeda, un gran docente y persona que supo guiarme con su conocimiento y amplia experiencia para desarrollar este trabajo. A mi asesor Christian Ordoñez y al ingeniero Marco Mejía, por brindarme su ayuda y conocimiento para completar con esta investigación y finalmente, a todo el personal docente y administrativo de la Escuela Superior Politécnica de Chimborazo que estuvieron a lo largo de estos años, impartiendo su tiempo y conocimientos en la formación profesional de cada uno de sus estudiantes.

Boris

ÍNDICE DE CONTENIDO

ÍNDICE DE TABLAS.....	xiii
ÍNDICE DE ILUSTRACIONES.....	xvi
ÍNDICE DE ANEXOS	xviii
RESUMEN.	xix
SUMMARY/ABSTRACT.....	xx
INTRODUCCIÓN	1

CAPÍTULO I

1	DIAGNÓSTICO DEL PROBLEMA.....	2
1.1	Antecedentes.....	2
1.2	Planteamiento del problema.....	6
1.3	Justificación.....	7
1.4	Objetivos.....	7
1.4.1	<i>General</i>	7
1.4.2	<i>Específicos</i>	7

CAPÍTULO II

2	MARCO TEÓRICO	8
2.1	Generalidades.....	8
2.1.1	<i>Introducción</i>	8
2.1.2	<i>Ubicación geográfica</i>	9
2.1.3	<i>Ubicación cartográfica</i>	10
2.1.4	<i>Acceso</i>	11
2.1.5	<i>Clima</i>	11
2.1.6	<i>Cobertura y uso del suelo</i>	12
2.1.7	<i>Geomorfología</i>	13
2.2	Referencias teóricas	15
2.2.1	<i>Topografía</i>	15
2.2.2	<i>Levantamiento topográfico</i>	15

2.2.3	<i>Estimación de recursos</i>	15
2.2.4	<i>Métodos de estimación</i>	15
2.2.5	<i>Minería a cielo abierto</i>	16
2.2.6	<i>Definición de cantera</i>	16
2.2.7	<i>Clasificación de canteras</i>	17
2.2.8	<i>Clasificación de los tipos de explotaciones de cantera</i>	17
2.2.9	<i>Elementos de una cantera</i>	18
2.2.10	<i>Parámetros de diseño de una cantera</i>	19
2.2.10.1	<i>Estabilidad de taludes</i>	19
2.2.10.2	<i>Altura de banco</i>	20
2.2.10.3	<i>Ancho de banco</i>	20
2.2.10.4	<i>Ángulo de cara de banco</i>	20
2.2.10.5	<i>Bermas</i>	20
2.2.10.6	<i>Pistas y accesos</i>	20
2.2.11	<i>Métodos de explotación</i>	21
2.2.12	<i>Sistema de explotación</i>	21

CAPITULO III

3	MARCO METODOLÓGICO	22
3.1	Trabajo de gabinete	22
3.1.1	Análisis técnico, ambiental y legal	22
3.1.1.1	<i>Análisis técnico</i>	22
3.1.1.2	<i>Análisis ambiental</i>	23
3.1.1.3	<i>Análisis legal</i>	23
3.1.2	Delimitación del área de estudio	23
3.1.3	Situación actual del área de estudio	23
3.1.3.1	<i>Horario de trabajo</i>	23
3.1.3.2	<i>Arranque</i>	23
3.1.3.3	<i>Carguío y transporte</i>	23
3.1.4	Planimetría de la concesión minera Ramos Huayco	24
3.1.5	Frente de explotación	24
3.1.6	Descripción geológica	24
3.1.6.1	<i>Geología regional</i>	24

3.1.6.2	<i>Geología local</i>	24
3.1.7	<i>Caracterización de los áridos</i>	24
3.2	Trabajo de campo	25
3.2.1	<i>Topografía</i>	25
3.2.2	<i>Geometría de la mina</i>	25
3.2.3	<i>Geología</i>	26
3.2.3.1	<i>Cálculo del tonelaje aparente</i>	26
3.2.4	Geotecnia	¡Error! Marcador no definido.
3.2.4.1	<i>Principales estructuras y fracturas</i>	28
3.2.4.2	<i>Cálculo del Número de diaclasas por metro cúbico de roca (Jv)</i>	29
3.2.4.3	<i>Rock Quality Designation</i>	29
3.2.4.4	<i>Espaciamiento de las discontinuidades</i>	30
3.2.4.5	<i>Condiciones de las discontinuidades</i>	31
3.2.4.6	<i>Aguas freáticas</i>	31
3.2.5	Muestreo	31
3.3	Análisis de las muestras	32
3.3.1	Propiedades físicas y mecánicas	32
3.3.1.1	<i>Densidad</i>	32
3.3.1.2	<i>Peso específico</i>	33
3.3.1.3	<i>Porcentaje de humedad</i>	33
3.3.1.4	<i>Porcentaje de absorción</i>	33
3.3.1.5	<i>Resistencia a compresión</i>	34
3.3.1.6	<i>Cohesión y ángulo de fricción</i>	34
3.3.1.7	<i>Factor de esponjamiento</i>	36
3.4	Diseño del sistema de explotación	36
3.4.1	Métodos de explotación	37
3.4.2	Sistema de explotación	38
3.4.3	Labores mineras	39
3.5	Modelación del diseño	40
3.6	Viabilidad económica	40
3.6.1	<i>Dimensionamiento de la maquinaria</i>	40
3.6.2	<i>Inversión inicial del proyecto</i>	40
3.6.3	<i>Costos unitarios</i>	40
3.6.4	<i>Costos de operación</i>	40

3.6.5	<i>Ingresos</i>	41
-------	-----------------------	----

CAPÍTULO IV

4	ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS	42
4.1	Trabajo de gabinete	42
4.1.1	<i>Análisis técnico, ambiental y legal</i>	42
4.1.1.1	<i>Análisis técnico</i>	42
4.1.1.2	<i>Análisis ambiental</i>	42
4.1.1.3	<i>Análisis legal</i>	42
4.1.2	<i>Delimitación del área de estudio</i>	43
4.1.3	<i>Situación actual del área de estudio</i>	43
4.1.3.1	<i>Horario de trabajo</i>	44
4.1.3.2	<i>Arranque</i>	44
4.1.3.3	<i>Carguío y transporte</i>	44
4.1.4	<i>Planimetría de la concesión minera Ramos Huayco</i>	45
4.1.5	<i>Frente de explotación</i>	45
4.1.6	<i>Descripción geológica</i>	47
4.1.6.1	<i>Geología regional</i>	47
4.1.6.2	<i>Geología local</i>	48
4.1.6.3	<i>Caracterización de los áridos</i>	49
4.2	Trabajo de campo	50
4.2.1	<i>Topografía</i>	50
4.2.2	<i>Geometría de la cantera</i>	51
4.2.3	<i>Geología</i>	51
4.2.3.1	<i>Cálculo del tonelaje aparente</i>	51
4.2.4	<i>Geotecnia</i>	55
4.2.4.1	<i>Valoración del macizo rocoso o Rock Mass Rating</i>	55
4.2.5	<i>Muestreo de minerales</i>	57
4.3	Análisis de las muestras	57
4.3.1	<i>Propiedades físicas y químicas</i>	57
4.3.1.1	<i>Densidad</i>	57
4.3.1.2	<i>Peso específico</i>	58
4.3.1.3	<i>Humedad</i>	59

4.3.1.4	<i>Porcentaje de absorción</i>	60
4.3.1.5	<i>Resistencia a compresión</i>	61
4.3.1.6	<i>Cohesión y ángulo de fricción</i>	63
4.3.1.7	<i>Factor de esponjamiento</i>	65
4.4	Diseño de sistema de explotación	65
4.4.1	Alternativas del sistema de explotación	66
4.4.1.1	<i>Excavación por bancos descendentes</i>	66
4.4.1.2	<i>Excavación por bancos ascendentes</i>	67
4.4.1.3	<i>Análisis de exclusión entre los sistemas de explotación</i>	67
4.4.2	Labores mineras	69
4.4.3	Parámetros técnicos operativos	69
4.4.3.1	<i>Dirección de explotación</i>	69
4.4.3.2	<i>Profundidad de la cantera</i>	70
4.4.3.3	<i>Producción anual</i>	70
4.4.3.4	<i>Vida útil</i>	71
4.4.3.5	<i>Altura de bancos</i>	72
4.4.3.6	<i>Número de bancos</i>	72
4.4.3.7	<i>Ángulo de talud en bancos</i>	73
4.4.3.8	<i>Coefficiente de estabilidad para taludes</i>	75
4.4.3.9	<i>Ancho de plataformas de trabajo y receso</i>	77
4.5	Modelación del diseño	79
4.5.1	Metodología de explotación	80
4.5.2	Etapas de explotación	81
4.5.3	Preparación	82
4.5.4	Etapa I	84
4.5.5	Etapa II	87
4.5.6	Etapa III	90
4.6	Viabilidad económica	94
4.6.1	Dimensionamiento de la maquinaria	94
4.6.1.1	<i>Tractor oruga</i>	94
4.6.1.2	<i>Retroexcavadora</i>	97
4.6.1.3	<i>Volquete</i>	98
4.6.2	Inversión inicial del proyecto	99
4.6.2.1	<i>Valor de la maquinaria y equipos</i>	99

4.6.2.2	<i>Campamento</i>	101
4.6.2.3	<i>Comunicación y equipos de protección</i>	101
4.6.2.4	<i>Accesos</i>	102
4.6.2.5	<i>Varios.</i>	102
4.6.2.6	<i>Inversión total</i>	102
4.6.3	<i>Costos unitarios</i>	103
4.6.3.1	<i>Costo de mano de obra</i>	103
4.6.3.2	<i>Costo horario de maquinaria</i>	104
4.6.4	<i>Costos de operación</i>	104
4.6.4.1	<i>Accesos</i>	104
4.6.4.2	<i>Desbroce</i>	105
4.6.4.3	<i>Destape</i>	106
4.6.4.4	<i>Arranque</i>	107
4.6.4.5	<i>Carguío y transporte</i>	107
4.6.4.6	<i>Almacenamiento</i>	108
4.6.5	<i>Ingresos</i>	110

CAPÍTULO V

5	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	112
5.1	Conclusiones	112
5.2	Recomendaciones	113

BIBLIOGRAFÍA

ANEXOS

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 – 1:	Minería metálica en el cantón Saraguro	4
Tabla 2 – 1:	Minería no metálica en el cantón Saraguro.....	4
Tabla 1 – 2:	Datos generales de la concesión Ramos Huayco	10
Tabla 2 – 2:	Información climática del cantón Saraguro	12
Tabla 1 – 3:	Métodos de estimación de recursos	26
Tabla 2 – 3:	Familias de planos de discontinuidades.....	29
Tabla 3 – 3:	Familias de diaclasas medidas en campo.....	29
Tabla 4 – 3:	Clasificación de la calidad de la roca en función del RQD.....	30
Tabla 5 – 3:	Espaciamiento de discontinuidades	30
Tabla 6 – 3:	Condición de las discontinuidades	31
Tabla 7 – 3:	Cohesión y ángulo de fricción #1	35
Tabla 8 – 3:	Cohesión y ángulo de fricción #2	36
Tabla 9 – 3:	Cohesión y ángulo de fricción #3	36
Tabla 10 – 3:	Características del yacimiento	37
Tabla 11 – 3:	Clasificación del sistema de explotación según E. F. Shesko	38
Tabla 1 – 4:	Caracterización de los materiales de construcción	50
Tabla 2 – 4:	Geometría de la mina	51
Tabla 3 – 4:	Cálculo de volumen del área de estudio	52
Tabla 4 – 4:	Cálculo de volumen del área delimitada.....	53
Tabla 5 – 4:	Cálculo del tonelaje aparente del área delimitada.....	54
Tabla 6 – 4:	Tabla de clasificación geomecánica RMR.....	55
Tabla 7 – 4:	Corrección por la orientación de las discontinuidades.....	56
Tabla 8 – 4:	Parámetros valorados para Bienawski	56
Tabla 9 – 4:	Valoración del RMR	57
Tabla 10 – 4:	Cálculo de la densidad.....	57
Tabla 11 – 4:	Cálculo del peso específico	59
Tabla 12 – 4:	Cálculo del porcentaje de humedad.....	59
Tabla 13 – 4:	Cálculo del porcentaje de absorción.....	60
Tabla 14 – 4:	Cálculo del ensayo a compresión uniaxial con esclerómetro.....	61
Tabla 15 – 4:	Cálculo del ensayo a compresión uniaxial en laboratorio.....	62

Tabla 16 – 4:	Clasificación en base a la resistencia de la roca.....	63
Tabla 17 – 4:	Parámetros para cálculo de cohesión y ángulo de fricción	63
Tabla 18 – 4:	Resultados de cohesión y ángulo de fricción	64
Tabla 19 – 4:	Geometría del depósito de la cantera.....	65
Tabla 20 – 4:	Elección del método de explotación	65
Tabla 21 – 4:	Análisis multicriterio para elección del sistema de explotación	67
Tabla 22 – 4:	Elección del sistema de explotación según E. F. Shesko	68
Tabla 23 – 4:	Clasificación geomecánica de rocas de Protodiaknov	73
Tabla 24 – 4:	Ángulos para taludes en las canteras	74
Tabla 25 – 4:	Magnitud de los coeficientes a, b, N	76
Tabla 26 – 4:	Etapas de explotación.....	81
Tabla 27 – 4:	Cálculo de volumen en la etapa de preparación.....	83
Tabla 28 – 4:	Cálculo de volumen en la etapa I.....	86
Tabla 29 – 4:	Cálculo de volumen en la etapa II	89
Tabla 30 – 4:	Cálculo de volumen en la etapa III.....	92
Tabla 31 – 4:	Factores de eficiencia operativa en el carguío y transporte	94
Tabla 32 – 4:	Especificaciones técnicas del tractor oruga	95
Tabla 33 – 4:	Tiempo fijo a equipos de arranque y carguío.....	96
Tabla 34 – 4:	Especificaciones técnicas de la retroexcavadora	97
Tabla 35 – 4:	Especificaciones técnicas del volquete	98
Tabla 36 – 4:	Maquinaria seleccionada para extracción de materiales	99
Tabla 37 – 4:	Costo de alquiler de maquinaria pesada	100
Tabla 38 – 4:	Costo de compra de maquinaria pesada (primer año).....	100
Tabla 39 – 4:	Costo de compra de maquinaria pesada (segundo año)	101
Tabla 40 – 4:	Costos para campamento.....	101
Tabla 41 – 4:	Costos de comunicación y equipos de protección	101
Tabla 42 – 4:	Costos de accesos	102
Tabla 43 – 4:	Costos varios.....	102
Tabla 44 – 4:	Mano de obra de la mina.....	103
Tabla 45 – 4:	Escenarios de producción diaria	103
Tabla 46 – 4:	Costo unitario de mano de obra	103
Tabla 47 – 4:	Costo unitario de la maquinaria.....	104
Tabla 48 – 4:	Costo unitario de mano de obra.....	104
Tabla 49 – 4:	Costo unitario de maquinaria.....	105

Tabla 50 – 4:	Costo unitario de los accesos.....	105
Tabla 51 – 4:	Costo unitario de mano de obra.....	105
Tabla 52 – 4:	Costo unitario de maquinaria.....	105
Tabla 53 – 4:	Costo unitario del desbroce	106
Tabla 54 – 4:	Costo unitario de mano de obra.....	106
Tabla 55 – 4:	Costo unitario de mano de obra.....	106
Tabla 56 – 4:	Costo unitario del destape	106
Tabla 57 – 4:	Costo unitario de mano de obra.....	107
Tabla 58 – 4:	Costo unitario de maquinaria.....	107
Tabla 59 – 4:	Costo unitario del arranque	107
Tabla 60 – 4:	Costo unitario de mano de obra.....	108
Tabla 61 – 4:	Costo unitario de maquinaria.....	108
Tabla 62 – 4:	Costo unitario del carguío y transporte.....	108
Tabla 63 – 4:	Costo unitario de mano de obra.....	108
Tabla 64 – 4:	Costo unitario de maquinaria.....	109
Tabla 65 – 4:	Costo unitario del almacenamiento	109
Tabla 66 – 4:	Resumen de costo unitario de labores mineras	109
Tabla 67 – 4:	Costo de labores mineras.....	110
Tabla 68 – 4:	Ingreso anual en base a la producción diaria	110
Tabla 69 – 4:	Ingreso anual vs costo de operación	110

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1 – 1:	Provincias con proyectos mineros en el Ecuador	2
Ilustración 2 – 1:	Distribución de las concesiones mineras en el cantón Saraguro.....	3
Ilustración 3 – 1:	Materiales de Construcción Ramos Huayco	6
Ilustración 1 – 2:	Minería no metálica del cantón Saraguro.....	8
Ilustración 2 – 2:	Distribución de los materiales de construcción en el cantón Saraguro	9
Ilustración 3 – 2:	Parroquias del cantón Saraguro.....	9
Ilustración 4 – 2:	Ubicación geográfica de la concesión Ramos Huayco	10
Ilustración 5 – 2:	Acceso a la mina Ramos Huayco.....	11
Ilustración 6 – 2:	Tipos de climas del cantón Saraguro	12
Ilustración 7 – 2:	Cobertura y uso del suelo de la parroquia Saraguro	13
Ilustración 8 – 2:	Geomorfología del cantón Saraguro	14
Ilustración 9 – 2:	Elementos de una cantera.....	18
Ilustración 1 – 3:	Levantamiento topográfico del área de estudio.....	25
Ilustración 2 – 3:	Ángulo de reposo del talud	26
Ilustración 3 – 3:	Secciones de la reserva probable	27
Ilustración 4 – 3:	Diagrama de contornos y roseta de orientación	28
Ilustración 5 – 3:	Muestreo de rocas y sedimentos de la mina Ramos Huayco	32
Ilustración 6 – 3:	Secuencia de ejecución de labores mineras.....	39
Ilustración 1 – 4:	Delimitación del área de estudio	43
Ilustración 2 – 4:	Material de la mina	44
Ilustración 3 – 4:	Carguío y transporte de los materiales de construcción.	45
Ilustración 4 – 4:	Planimetría de la mina Ramos Huayco	45
Ilustración 5 – 4:	Frente de explotación de la mina	46
Ilustración 6 – 4:	Frente de trabajo de la concesión minera Ramos Huayco	46
Ilustración 7 – 4:	Geología local de la parroquia Saraguro	48
Ilustración 8 – 4:	Descripción de los materiales de la mina.	49
Ilustración 9 – 4:	Disposición del material de la mina	50
Ilustración 10 – 4:	Calculo de reservas sección A-A' – D-D'	51
Ilustración 11 – 4:	Secciones del área delimitada	53
Ilustración 12 – 4:	Vista 3D del área delimitada para cálculo de volumen	54
Ilustración 13 – 4:	Muestras para ensayos de densidades	58

Ilustración 14 – 4:	Cálculo de densidades.....	58
Ilustración 15 – 4:	Pesaje y secado en horno de las muestras.	60
Ilustración 16 – 4:	Saturación de las muestras durante 24 horas.....	61
Ilustración 17 – 4:	Ensayo de resistencia a compresión en laboratorio y en campo.....	62
Ilustración 18 – 4:	Cálculo de cohesión y ángulo de fricción	64
Ilustración 19 – 4:	Método y sistema de explotación.....	69
Ilustración 20 – 4:	Dirección de explotación de la cantera	70
Ilustración 21 – 4:	Profundidad de la cantera secciones A-A' y B-B'	70
Ilustración 22 – 4:	Ángulo de talud de trabajo y de receso	75
Ilustración 23 – 4:	Bancos y plataforma de trabajo.....	79
Ilustración 24 – 4:	Ubicación de espacios en la mina	80
Ilustración 25 – 4:	Diseño de las etapas de explotación.....	82
Ilustración 26 – 4:	Mapa de secciones en la etapa de preparación	82
Ilustración 27 – 4:	Sección A-A' y vista 3D de la etapa de preparación.....	83
Ilustración 28 – 4:	Vista en planta y 3D del área delimitada.....	84
Ilustración 29 – 4:	Mapa de secciones primera etapa de explotación.....	85
Ilustración 30 – 4:	Sección A-A' de la primera etapa de explotación.	85
Ilustración 31 – 4:	Secuencia de extracción etapa 1.....	87
Ilustración 32 – 4:	Vista en planta y 3D de la primera etapa	87
Ilustración 33 – 4:	Secciones para la etapa II.....	88
Ilustración 34 – 4:	Sección A-A' de la segunda etapa de explotación	88
Ilustración 35 – 4:	Secuencia de extracción etapa II.....	90
Ilustración 36 – 4:	Vista en planta y 3D de la segunda etapa de explotación.....	90
Ilustración 37 – 4:	Secciones para la etapa III	91
Ilustración 38 – 4:	Sección A-A de la tercera etapa de explotación.....	91
Ilustración 39 – 4:	Secuencia de extracción etapa III.....	92
Ilustración 40 – 4:	Vista en planta y 3D de la tercera etapa de explotación	93
Ilustración 41 – 4:	Modelo 3D del área de estudio	93
Ilustración 42 – 4:	Modelo 3D del sistema de explotación.	94

ÍNDICE DE ANEXOS

ANEXO A: FAMILIAS ESTEREOGRÁFICAS

ANEXO B: LEVANTAMIENTO TOPOGRÁFICO

ANEXO C: CÁLCULO RESERVAS GENERALES

ANEXO D: CÁLCULO DE RESERVAS DELIMITADAS

ANEXO E: SECCIONES ETAPA DE PREPARACIÓN

ANEXO F: SECCIONES ETAPA I

ANEXO G: SECCIONES ETAPA II

ANEXO H: SECCIONES ETAPA III

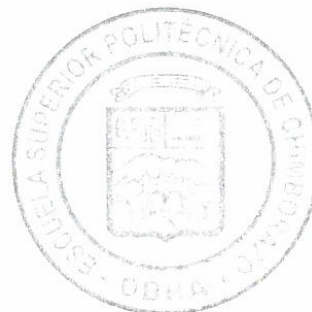
RESUMEN

El presente Trabajo de Integración Curricular tuvo como objetivo diseñar un sistema de explotación en la concesión minera Ramos Huayco, mediante el uso de software asistido para la explotación de materiales de construcción. La metodología empleada para el diseño del sistema de explotación consideró aspectos tomados en campo y en laboratorio. En campo se identifican dos materiales predominantes (mineral de interés y estéril), que se diferencian por la coloración y resistencia que posee cada uno. Se realizó el levantamiento topográfico correspondiente al área de estudio, a través de fotogrametría en 3D y mediante el uso de los softwares: ArcGIS, QGIS, AutoCAD y Civil 3D, se analizó la topografía, estimación de recursos posibles y demás parámetros necesarios para el diseño del sistema de explotación. A su vez se procedió a la caracterización geomecánica de la roca mediante la clasificación de Bienawski. En los laboratorios de la ESPOCH se determinaron diferentes propiedades para cada uno de los materiales de la mina. Se consideró el análisis de la explotación de canteras por bancos descendentes mediante una etapa de preparación y tres etapas de explotación, de manera posterior se determinó la viabilidad económica del sistema de explotación en base a tres escenarios con producción diaria distinta. Finalmente, al ser el primer estudio realizado no resultó viable la aplicación del sistema de explotación por bancos descendentes por el alto contenido de material estéril y la poca demanda comercial, por lo menos hasta hallar una utilidad al material estéril, hasta eso se mantiene la extracción artesanal del material de construcción dentro de la mina.

Palabras clave: <MINERAL DE INTERÉS>, <ESTÉRIL>, <SISTEMA DE EXPLOTACIÓN>, <BANCOS DESCENDENTES>, <VIABILIDAD ECONÓMICA>

1049- UPT-DBRA-2023


DBRA
Ing. Cristóbal Castillo



ABSTRACT

This thesis aimed to design an exploitation system in Ramos Huayco mining concession, through the assisted software for the exploitation of construction materials. The methodology applied for the design of the exploitation system, considered aspects taken in the field and in the laboratory. In the field, two predominant materials were identified (mineral of interest and sterile), which are distinguished by the coloring and resistance of each one. The topographic survey of the study area was carried out through 3d photogrammetry and by using the following softwares: arcGIS, QGIS, AutoCAD and Civil 3D. The topography, estimate possible resources and other necessary parameters for the design of the exploitation system were analyzed. Likewise, the geomechanical characterization of the rock was carried out using the Bienawski classification. At the Espoch laboratories, different properties were determined per each of the mine materials. The analysis of the exploitation of quarries by descending benches was considered by means of a preparation stage and three exploitation stages. Subsequently, the economic viability of the exploitation system was determined based on three scenarios with different daily productions. Finally, being the first study carried out, the application of the descending benches exploitation system was not feasible due to the high content of sterile material and the low commercial demand, at least until finding a use for the sterile material, until then the artisanal extraction of construction material inside the mine is maintained.

Keywords: <MINERAL OF INTEREST>, <STERIL>, <EXPLOITATION SYSTEM>, <DESCENDING BENCHES>, <ECONOMIC VIABILITY>



Lic. Jessica Galimberti Mg.

CI: 175646848-2

INTRODUCCIÓN

La minería en el Ecuador es una actividad que se viene ejecutando desde cientos de años, con la explotación de minerales metálicos y no metálicos, el presente estudio analizará la concesión de materiales de construcción en la parroquia Saraguro, cantón Saraguro de la provincia de Loja.

La presente investigación estará enfocada en diseñar el sistema de explotación de la concesión minera Ramos Huayco código 600575, mediante la obtención de las curvas de nivel, necesarias para conocer la morfología del lugar; las características geomecánicas de la roca a través de la clasificación de Bienawski para obtener el RMR⁸⁹, el análisis de las propiedades físico-mecánicas del depósito y la viabilidad económica al aplicar el sistema de explotación.

La metodología que se aplicará para desarrollar el sistema de explotación consiste en una etapa de preparación que va a remover el material estéril hasta conformar la plataforma de trabajo inicial, siendo el punto de partida para iniciar con las tres etapas de explotación. En la primera etapa de explotación se va a realizar la extracción mecanizada del material de mina desde la plataforma de trabajo hasta el nivel inferior del frente de explotación, una vez finalizada la primera etapa se vuelve a partir desde la plataforma de trabajo y se realiza nuevamente el arranque del material hasta culminar la segunda etapa de explotación, en la tercera etapa de explotación se aplica la misma metodología, desde la plataforma de trabajo hasta el nivel inferior del depósito.

El Trabajo de Integración Curricular estará conformado por cinco capítulos, el primer capítulo “Diagnóstico del problema” Abarcará información relacionada al área de estudio además de mostrar el problema y los objetivos que conllevan la investigación. El capítulo dos “Marco Teórico” mostrará generalidades del área de estudio y las referencias teóricas de los conceptos que se van a emplear. El tercer capítulo “Marco Metodológico” Se divide en: trabajo de gabinete donde se realizará una descripción del frente de explotación; el trabajo de campo analizará aspectos topográficos, geológicos, geotécnicos y toma de muestras; el análisis de las muestras identificará las propiedades físicas y mecánicas del material de la mina; la viabilidad económica indicará la maquinaria que se va a emplear, inversión inicial, costos unitarios, de operación e ingresos y finalmente se planteará el diseño del sistema de explotación. El cuarto capítulo “Marco de Análisis e Interpretación de Resultados” Presentará los resultados de la metodología empleada, culminando con la modelación del sistema de explotación en la etapa de preparación, y las etapas de explotación. Para finalizar el quinto capítulo “Conclusiones y Recomendaciones”, Compuesto de las conclusiones a las que se llegó con la investigación además de sugerir ciertas recomendaciones que se pueden desarrollar a futuro para mejorar la producción de la mina.

CAPÍTULO I

1 DIAGNÓSTICO DEL PROBLEMA

1.1 Antecedentes

La industria minera es una actividad que se ha desarrollado desde tiempos remotos, pues tiene sus orígenes que datan de la edad de piedra con la extracción de materiales metálicos y no metálicos, entre éstos los áridos y pétreos, siendo parte fundamental para la fabricación de herramientas de aquella época. Los minerales metálicos y no metálicos son altamente empleados en diferentes ramas de la manufactura industrial en nuestro país (Ortega, 2012, p.9).

En el Ecuador existe una superficie de 104.728 hectáreas concesionadas a proyectos de gran escala, estratégicos y de segunda generación, los cuales se encuentran distribuidos en siete provincias, con mayor concentración en la parte sur del país, gran parte se encuentra ubicada en la provincia de Morona Santiago y corresponde al proyecto minero de primera generación San Carlos Panantza con 38,548 hectáreas, como se puede apreciar en la ilustración 1 (Banco Central del Ecuador, 2022, p.7).

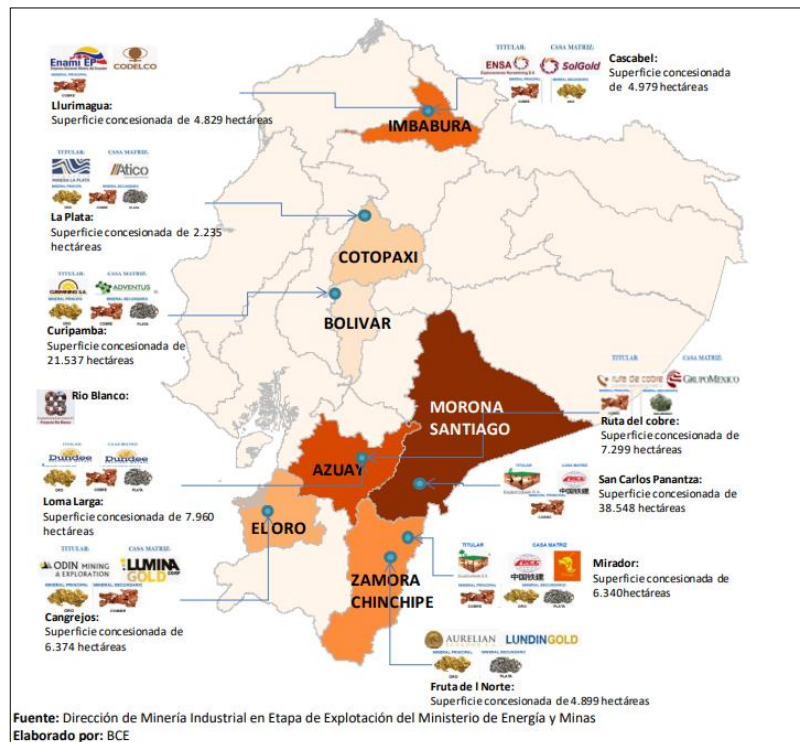


Ilustración 1 – 1: Provincias con proyectos mineros en el Ecuador

Fuente: (Banco Central del Ecuador, 2023)

La provincia de Loja es una región sin vulcanismo, libre de la cubierta de rocas volcánicas, considerando una situación especial en cuanto a la presencia de minerales, hasta tener un incremento de las investigaciones geólogo mineras para definir zonas con posible potencial de explotación, mientras tanto, la alta presencia de minería no metálica la ubica como una región proveedora de materia prima de la industria de cerámicos en ciudades cercanas (Prefectura de Loja, 2015, p.54).

En base a información del Sistema Geoportal del Catastro Minero, el cantón Saraguro se encuentra integrado por las parroquias Saraguro, San Pablo de Tenta, Paraíso de Celen, Selva Alegre, Lluzhapa, Manú, San Sebastián de Yúluc, Urdaneta, San Antonio de Quimbe, El Tablón y Sumaypamba.

Actualmente, en el cantón Saraguro se encuentran 19 concesiones con el permiso de explotación para desarrollar actividades de minería metálica y no metálica, ubicadas en distintas parroquias del cantón. La ilustración 2 – 1 presenta la distribución de las concesiones mineras dentro del cantón, siendo San Pablo de Tenta el cantón con mayor número de concesiones, mientras que los cantones Saraguro, Urdaneta y Sumaypamba, solo cuentan con una concesión dentro de sus límites.

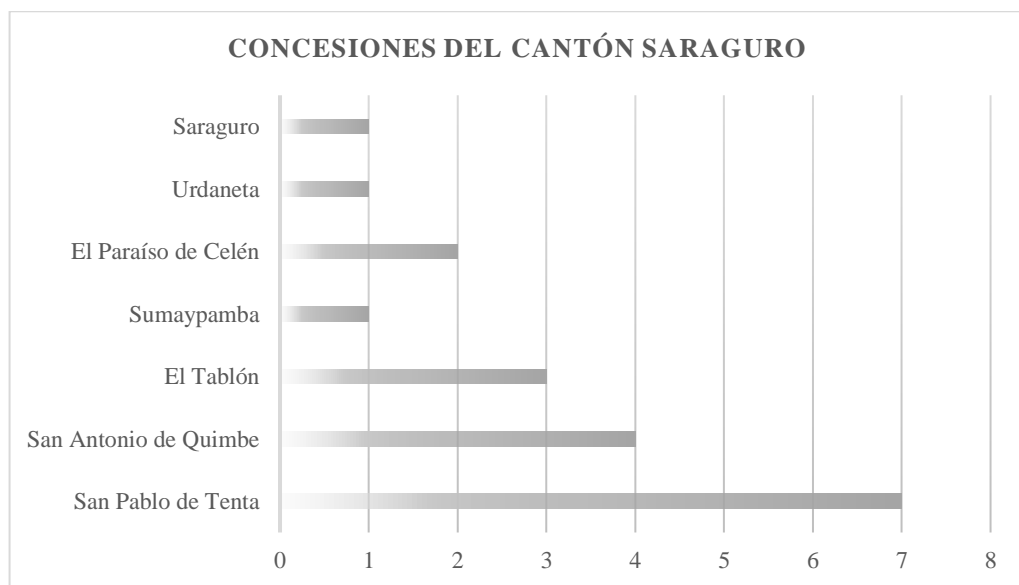


Ilustración 2 – 1: Distribución de las concesiones mineras en el cantón Saraguro.

Fuente: Sistema Geoportal de Catastro Minero, 2023

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

De los permisos para desarrollar actividad minera en el cantón Saraguro, cinco concesiones corresponden a minería metálica, estas se encuentran en las parroquias: San Pablo de Tenta, San

Antonio de Quimbe y El Tablón ocupando una superficie total de 2370 hectáreas concesionadas, siendo la concesión “Santiago” la que ocupa mayor superficie dentro del cantón, en la tabla 1–1, se presenta información más detallada de los permisos otorgados para la extracción de minería metálica en el cantón Saraguro.

Tabla 1 – 1: Minería metálica en el cantón Saraguro

Nombre de concesión	Empresa	Régimen	Parroquia	Mineral de interés	Área (ha)
Santiago	Guayacan Gold	Pequeña minería	San Pablo de Tenta	Oro	2350,00
La Milagrosa	Jumbo Jaramillo Santos Hilario	Minería artesanal	San Antonio de Quimbe	Oro	6,00
Carmen Indaura Pesántez Jiménez	Pesántez Jimé	Minería artesanal	San Antonio de Quimbe	Oro	4,00
Héctor Virgilio Pereira Pereira	Pereira Pereira Héctor Virgilio	Minería artesanal	El Tablón	Oro	6,00
Loja Mora	Loja Mora Manuel Marcelo	Minería artesanal	El Tablón	Oro	4,00

Fuente: Sistema Geoportal de Catastro Minero, 2023

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

En los siguientes cantones: El Tablón, Sumaypamba, San Pablo de Tenta, El Paraíso de Celen, San Antonio de Quimbe, Urdaneta y Saraguro, hay un mayor número de concesiones, desarrollando minería no metálica. Estos permisos ocupan una superficie de 172 hectáreas, de la cual, los materiales de construcción predominan en esta clasificación con 153 hectáreas. En la tabla 2 – 1 se puede observar la distribución de los tipos de minería no metálica que se desarrolla en el cantón Saraguro.

Tabla 2 – 1: Minería no metálica en el cantón Saraguro.

Nombre de concesión	Empresa	Régimen	Parroquia	Mineral de interés	Área (ha)
Maival	Romero Cabrera Fausto Vinicio	Minería artesanal	El Tablón	Yeso	4,00
Georgy	Sánchez Neira Jorge Teodoro	Pequeña minería	Sumaypamba	Zeolita	15,00
GPL La Papaya	Gobierno Provincial de Loja	Libre aprovechamiento	San Pablo de Tenta	Material de construcción	9,00
Armijos	Armijos Cabrera Luis Guillermo	Minería artesanal	San Pablo de Tenta	Material de construcción	4,00
Palestina	Gonzales Guamán Ángel Leonardo	Minería artesanal	San Pablo de Tenta	Material de construcción	4,00

Ángel	Gualán Quizhpe Ángel Juventino Gobierno Autónomo	Minería artesanal	San Pablo de Tenta	Material de construcción	4,00
Cañicapac GAD MIS	Descentralizado Municipal Intercultural de Saraguro	Libre aprovechamiento	San Pablo de Tenta	Material de construcción	32,00
Cañicapa III	Contento Medina María Inés	Minería artesanal	San Pablo de Tenta	Material de construcción	4,00
GPL Celen	Gobierno Provincial de Loja	Libre aprovechamiento	El Paraíso de Celen	Material de construcción	6,00
Chacaputo	Medina María Romelia	Minería artesanal	El Paraíso de Celen	Material de construcción	4,00
GPL Chemical	Gobierno Provincial de Loja	Libre aprovechamiento	San Antonio de Quimbe	Material de construcción	30,00
Ramón	Puchaicela Gualán Ramón Marcelo Gobierno Autónomo	Minería Artesanal	San Antonio de Quimbe	Material de construcción	6,00
Zhadampamba	Descentralizado Municipal Intercultural de Saraguro	Libre aprovechamiento	Urdaneta	Material de construcción	6,00
Ramos Huayco	Ordoñez Espinosa Flora Luz	Pequeña minería	Saraguro	Material de construcción	50,00

Fuente: Sistema Geoportel de Catastro Minero, 2023

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

A continuación, se mencionan algunas investigaciones realizadas en el país, sobre diseños de sistemas de explotación.

En el trabajo de titulación denominado “Diseño de explotación del cuerpo mineralizado “La Esperanza” ubicado en la concesión Zari propiedad de la empresa Green Valley Resources S.A. localizada en la provincia de Loja”, a través de las características del yacimiento, la topografía del área de estudio, y los parámetros técnicos del pit se diseñó y evaluó el desarrollo del nuevo pit (Vera, 2018, p.17).

En la tesis denominada “Diseño para la explotación de la cantera de arcilla, barrio Cera- cantón Loja”, el autor determinó el método de explotación idóneo mediante el análisis de resultados del levantamiento topográfico y geológico, caracterización de afloramientos, muestreo y descripción de la estratigrafía en las calicatas, determinando el método de explotación por cantera (Ortega, 2012, p.8).

Con el trabajo técnico diseño del sistema de explotación de la concesión minera Cristo Rey, cantón Limón Indanza Morona Santiago, donde analizando las propiedades físico-mecánicas y

químicas del mineral y con la evaluación de las reservas de la concesión, llegó a plantear el sistema de explotación por bancos descendentes (Astudillo, 2022, p.17).

Por lo tanto, diseñar un sistema de explotación es una manera más eficiente de aprovechar los recursos minerales que tenemos, puesto que se consideran diferentes parámetros como: características del macizo rocoso, topografía del lugar, la viabilidad económica y en base a un análisis se aplica el sistema de explotación adecuado para la zona de estudio.

1.2 Planteamiento del problema

La concesión de materiales de construcción Ramos Huayco ubicada en la parroquia Saraguro cuyo titular minero Flora Luz Ordóñez Espinoza, cuenta con el permiso de explotación de materiales de construcción, actividad que se ha desarrollado durante varios años de manera artesanal.

La concesión que se va a analizar no cuenta con un sistema de explotación que considere los parámetros geológicos, topográficos, geotécnicos y económicos, razón por la cual no se aprovecha al máximo el potencial que tiene la mina.

El frente de explotación está compuesto por una capa de cobertura vegetal, seguido de un material oscuro altamente meteorizado y la capa inferior de coloración clara que comprende el material interés.



Ilustración 3 – 1: Materiales de Construcción Ramos Huayco

Fuente: Mendoza, Boris, 2023

La mina utiliza técnicas artesanales para el arranque de la roca, donde por acción de la gravedad se deja caer el material de interés y el estéril, separando y trabajando con la roca de interés. De esta manera se comercializa con la parroquia de Saraguro y los alrededores, pues la concesión minera Ramos Huayco, es la única mina de materiales de construcción en la parroquia de estudio.

1.3 Justificación

La concesión Ramos Huayco desde hace varios años lleva desarrollando su actividad minera de manera artesanal, es decir, no cuenta con un análisis topográfico, geológico o geotécnico, razón por la cual se emplean herramientas manuales para la fragmentación y comercialización de la roca predominante en el sector.

En la parroquia Saraguro, perteneciente al cantón Saraguro de la provincia de Loja, la señora Flora Luz Ordoñez Espinoza, titular minero, cuenta con la concesión Ramos Huayco código 600575, inscrita en el Sistema Geoportal de Catastro Minero el 18 de marzo de 2002, con una superficie de 50 hectáreas para ejecutar labores de explotación de materiales de construcción. Sin embargo, no cuenta con un diseño de explotación acorde a las propiedades de la roca y las características del terreno.

El presente trabajo técnico consiste en analizar la topografía y las propiedades físico-mecánicas de la roca, dentro de la concesión minera Ramos Huayco y con ello proponer un sistema de explotación, considerando la viabilidad económica de la zona.

1.4 Objetivos

1.4.1 General

Diseñar un sistema de explotación en la concesión minera Ramos Huayco, mediante el uso de software asistido para la explotación de materiales de construcción.

1.4.2 Específicos

- Realizar el levantamiento topográfico del área minera Ramos Huayco.
- Identificar las propiedades físico- mecánicas del macizo rocoso.
- Proponer un sistema de explotación considerando aspectos técnicos de la minería.
- Analizar la viabilidad económica del diseño propuesto en la concesión.

CAPÍTULO II

2 MARCO TEÓRICO

2.1 Generalidades

2.1.1 Introducción

La actividad minera es el conjunto de labores necesarias para la explotación de un yacimiento, además de los procesos necesarios para el procesamiento y tratamiento del material de interés. Para las explotaciones a cielo abierto se emplea excavaciones por medios manuales, mecánicos y/o explosivos (Saguay, 2016, p.16).

De acuerdo con el Sistema Geoportal de Catastro Minero en el cantón Saraguro se tiene que, 178 hectáreas están destinadas para ejercer labores de minería cómo es la explotación de yeso y zeolita, ocupando un área de 19 hectáreas, mientras que los materiales de construcción ocupan una superficie de 159 hectáreas, contando con un mayor número de concesiones para este material, la ilustración 1 – 2 presenta la relación del tipo de mineral con las hectáreas concesionadas.

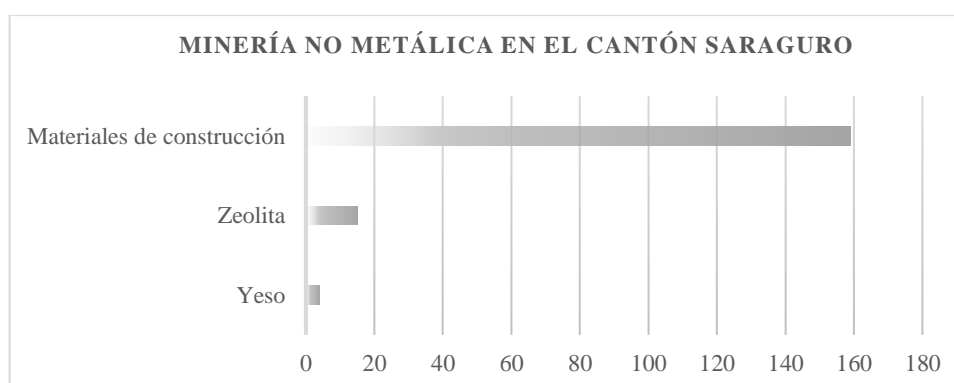


Ilustración 1 – 2: Minería no metálica del cantón Saraguro

Fuente: Sistema Geoportal de Catastro Minero, 2023

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

En el cantón Saraguro se tiene un total de doce concesiones mineras dedicadas a la explotación de materiales de construcción, observando la ilustración 2–2 la parroquia de San Pablo de Tenta cuenta con el mayor número de permisos en el cantón, mientras que las parroquias de Saraguro y Urdaneta solo cuentan con una concesión dentro de sus límites. El área de estudio se encuentra

en la parroquia de Saraguro, donde se puede evidenciar que la mina Ramos Huayco es la única mina en la parroquia de estudio que se dedica a la explotación de materiales de construcción.

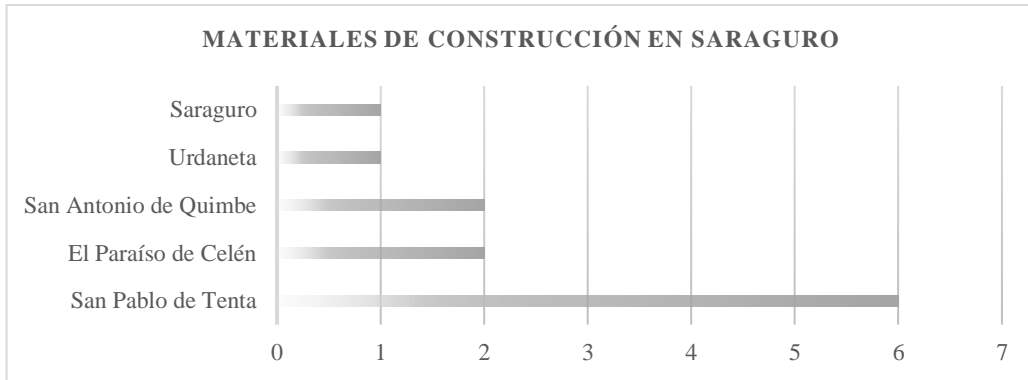


Ilustración 2 – 2: Distribución de los materiales de construcción en el cantón Saraguro

Fuente: Sistema Geoportal del Catastro Minero, 2023

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

2.1.2 Ubicación geográfica

El área de estudio se encuentra en el cantón Saraguro, provincia de Loja. Limita al Norte con la provincia del Azuay, al Sur con el cantón Loja, al Este y Oeste con las provincias de Zamora y El Oro respectivamente. El campo de estudio se encuentra al Norte de la provincia y a una altura que varía desde 1000 – 3800 m.s.n.m. (Gobierno Autónomo Descentralizado Municipal Intercultural de Saraguro, 2014, p.24).

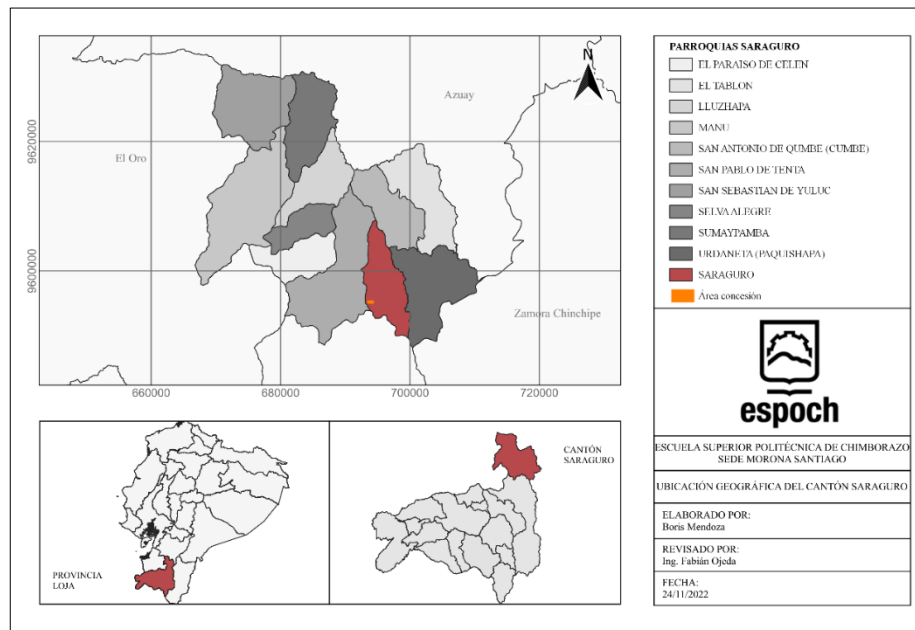


Ilustración 3 – 2: Parroquias del cantón Saraguro

Fuente: Mendoza, Boris, 2023

2.1.3 Ubicación cartográfica

La mina de materiales de construcción Ramos Huayco, cubre un área de 50 hectáreas mineras, delimitado por un polígono regular de 4 vértices. Las coordenadas UTM del punto de partida y los demás vértices referenciados al DATUM PSAD56 en la zona geográfica 17S. Las coordenadas de los vértices de la concesión se presentan en la tabla 1 – 2.

Tabla 1 – 2: Datos generales de la concesión Ramos Huayco

Datos Generales				
Nombre del Área		Ramos Huayco		
Código		600575		
Superficie		50 hectáreas		
Provincia	Cantón	Parroquia		
Loja	Saraguro	Saraguro		
Puntos	x	y	Distancia	Metros
P.P.	693400.00	9595800.00	P.P. - 1	1000
P1	694400.00	9595800.00	1 - 2	500
P2	694400.00	9595300.00	2 - 3	1000
P3	693400.00	9595300.00	3 - P.P.	500

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

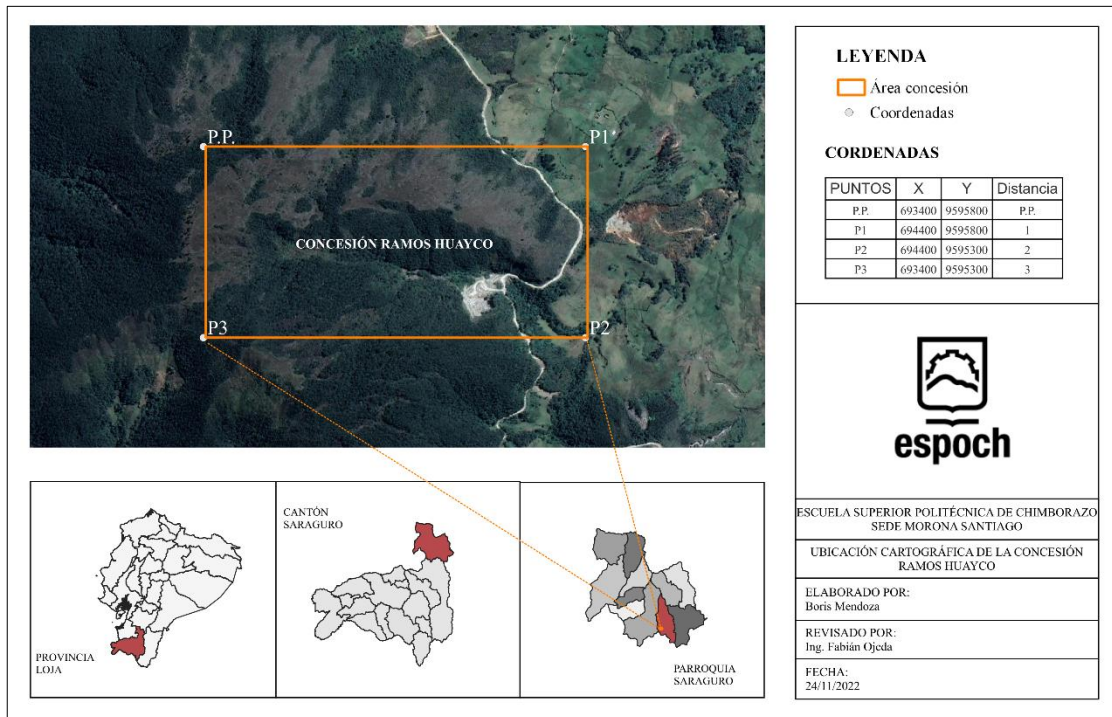


Ilustración 4 – 2: Ubicación geográfica de la concesión Ramos Huayco

Fuente: Mendoza, Boris, 2023

2.1.4 Acceso

La ruta hacia el área de estudio desde la ciudad de Macas se realiza siguiendo la Troncal Amazónica – E35 en dirección a la ciudad de Cuenca, para luego, tomar la Troncal de la Sierra – E45 rumbo a la parroquia Saraguro, realizando un recorrido de 359 km aproximadamente. La concesión Ramos Huayco se encuentra a 8.1 km al sur de la parroquia de Saraguro, por la panamericana se recorre alrededor de 10 minutos en curso a la intersección de la vía antigua a Loja, desde aquí se continúa por una vía de tercer orden por al menos 6 minutos hasta llegar a la entrada de la mina del estudio.

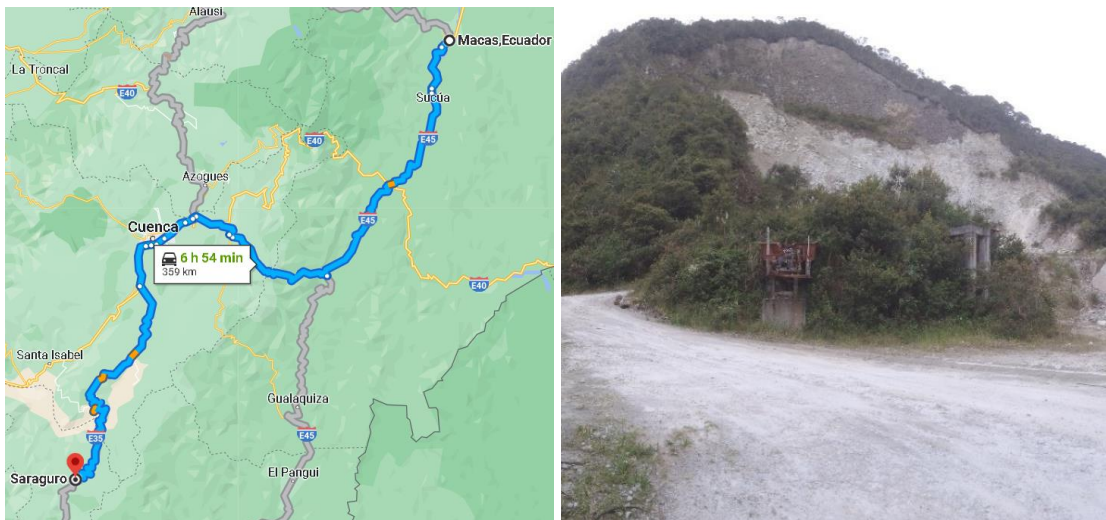


Ilustración 5 – 2: Acceso a la mina Ramos Huayco




Fuente: Mendoza, Boris, 2023

2.1.5 Clima

Saraguro tiene un clima templado-semihúmedo con precipitaciones de 758 - 1250 mm, humedad relativa entre 80% y 88%, y temperatura entre 8 y 27 grados centígrados. Los tipos de climas que se encuentran en el Cantón Saraguro son:

- Ecuatorial de Alta montaña: abarca la parte sur del cantón ocupando el 8.93% de la superficie del cantón.
- Ecuatorial Mesotérmico Seco: se distribuye al norte del cantón con una superficie que representa el 39.01% de la superficie.
- Ecuatorial Mesotérmico Semihúmedo: el cual se localiza en nueve parroquias del cantón Saraguro con una superficie del 52.07% (Gobierno Autónomo Descentralizado Municipal Intercultural de Saraguro, 2014, p.55).

Tabla 2 – 2: Información climática del cantón Saraguro

Tipo de clima	Área (ha)	%
 Ecuatorial de Alta Montaña	9668.08	8.93
 Ecuatorial Mesotérmico Seco	42230.87	39.01
 Ecuatorial Mesotérmico Semihúmedo	56371.27	52.07
Total	108270.22	100.00

Fuente: Gobierno Autónomo Descentralizado Municipal Intercultural de Saraguro, 2014

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

La parroquia Saraguro se encuentra dentro del clima Ecuatorial Mesotérmico Semihúmedo, este clima cubre un área de 56371.27 hectáreas y ocupa el 52.07% del cantón, la ilustración 6 – 2, indica de manera gráfica la distribución de los climas.

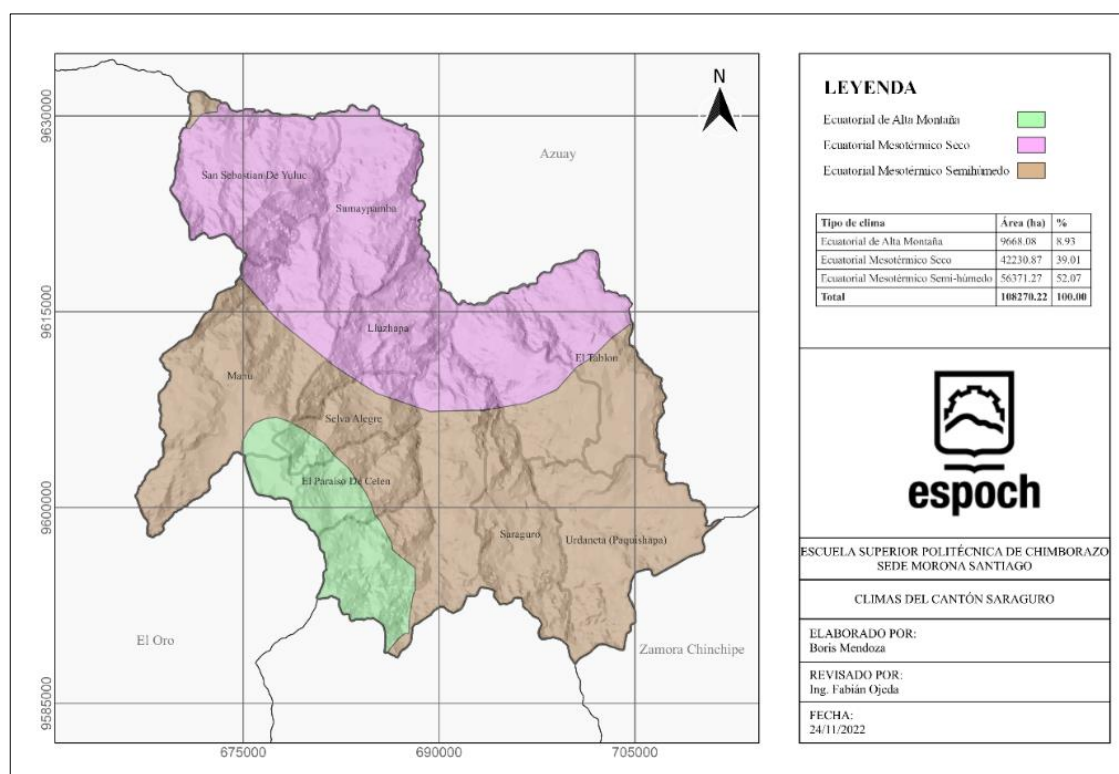


Ilustración 6 – 2: Tipos de climas del cantón Saraguro

Fuente: Gobierno Autónomo Descentralizado Municipal Intercultural de Saraguro, 2014

2.1.6 Cobertura y uso del suelo

Con la información del Geoportal del Agro Ecuatoriano, se determina la cobertura vegetal y uso del suelo correspondiente a la parroquia de Saraguro.

- **Bosque nativo:** corresponde a bosque que no han sido alterados por el ser humano, se caracteriza por contar con diferentes especies nativas, edades y portes variados.
- **Vegetación arbustiva:** comprende aquella vegetación con ramificaciones que se dividen desde su base.
- **Vegetación herbácea:** carece de estructura de madera, por lo que tiene una consistencia más o menos blanda.
- **Pastizal:** superficie del suelo que presenta pasto en abundancia, se caracteriza por crecer de manera natural o por intervención del hombre.
- **Área poblada:** espacio urbano.

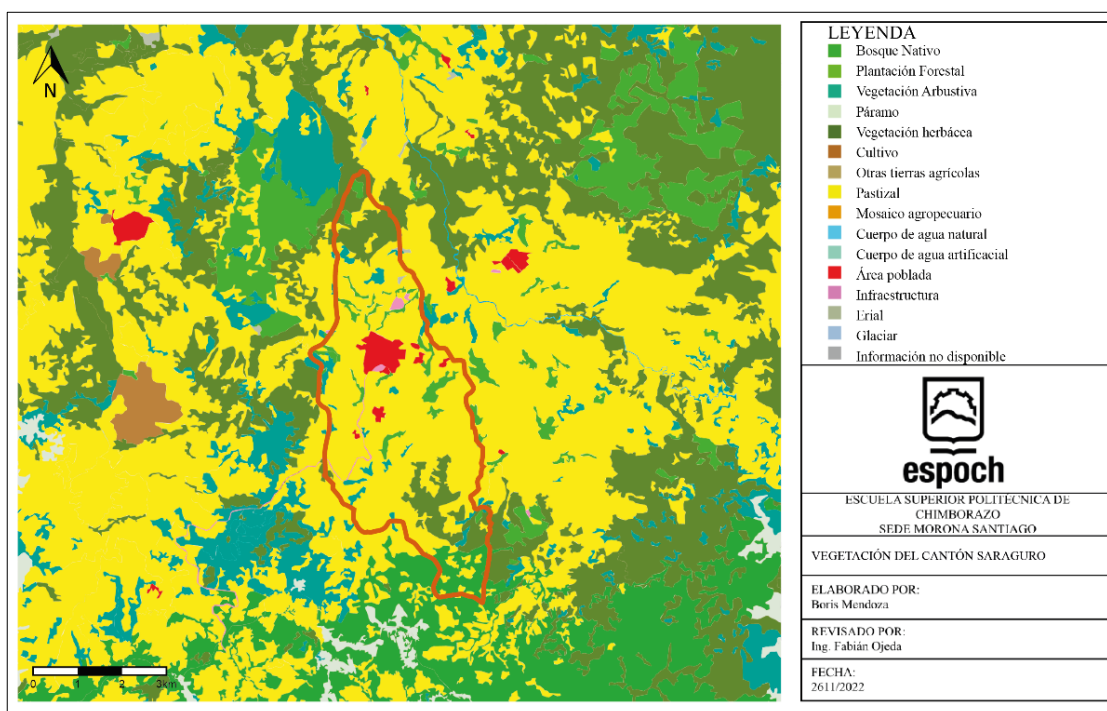


Ilustración 7 – 2: Cobertura y uso del suelo de la parroquia Saraguro

Fuente: Geoportal del Agro Ecuatoriano, 2023

2.1.7 Geomorfología

La zona de estudio se divide en 4 regiones geomorfológicas, terreno montañoso en la zona suroeste, la zona de colinas altas abarca la parte occidental de la parroquia, mientras que en la parte central y norte encontramos vertientes irregulares y cóncavas, la última zona abarca la región este con vertientes convexas y colinas medias (Gobierno Autónomo Descentralizado Municipal Intercultural de Saraguro, 2014, pp.63-64).

- **Relieve montañoso:** zona con altitudes desde 300m hasta 1000m con pendientes importantes superiores al 50%. Superficies rocosas de litología heterogénea de las cordilleras costera y andina, bajo una cubierta discontinua de material aluvial calcáreo y eólico reciente. Se encuentra dentro de valles y en la cuenca Para-Andina.
- **Colinas medias:** colinas desérticas de configuración ondulada de 4 a 15% de pendiente predominante, con cobertura dendrítica eólica. Altitud variable entre 25 y 200m. Se ubica en la cuenca Para – Andina y forma parte de la repisa costanera y valles.
- **Colinas altas:** Superficie rocosa con altitud variable de 0 a 300m y pendientes predominantes de 25% a 50%. Se encuentra dentro de la repisa costanera y valles con cobertura de arena y limo eólico.
- **Vertientes irregulares:** superficies localmente erosionadas de suelos de valles interandinos y laderas con pendientes predominantes que van del 4% al 15%. Corresponde a la Cordillera Occidental y a la Cordillera Real.
- **Vertientes cóncavas:** elevaciones de 300 a 2000 m de altura y pendiente mayor de 50% con numerosos escarpes y vertiente muy agreste. Corresponde a la cordillera occidental, cordillera central, entre otros centros poblados, en esta vertiente están el cantón Saraguro.
- **Vertientes convexas:** la altitud oscila entre los 300 y los 2000 metros, la pendiente es superior al 50%, hay muchos acantilados y vertientes muy accidentadas. Forma parte de la Cordillera Real.

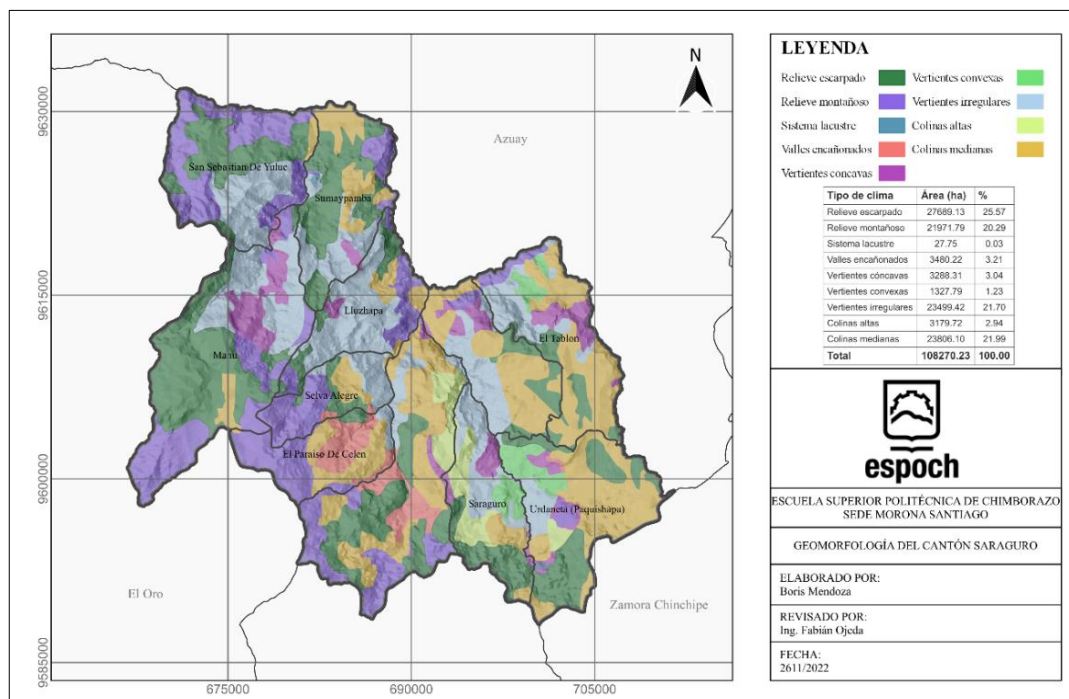


Ilustración 8 – 2: Geomorfología del cantón Saraguro

Fuente: Gobierno Autónomo Descentralizado Municipal Intercultural de Saraguro, 2014

2.2 Referencias teóricas

2.2.1 Topografía

La topografía es la ciencia que se encarga de la medición de extensiones de tierra, representando en un plano a escala los datos tomados en campo. También podemos mencionar que la topografía determina distancias horizontales y verticales entre puntos por medio de ángulos y distancias previamente determinados (Gámez, 2015, p.13).

2.2.2 Levantamiento topográfico

Se entiende por levantamiento al conjunto de operaciones que se ejecutan en el campo y de los medios puestos en práctica, para fijar las posiciones de puntos, así como su representación en un plano (Zamarripa, 2010, p.6).

2.2.3 Estimación de recursos

La estimación de recursos posibles se realiza una vez se tenga los datos de distribución de los materiales a explotar. A la hora de estimar el tonelaje existen dos grupos, los métodos geométricos o clásicos y los métodos geo estadísticos.

2.2.4 Métodos de estimación

Media aritmética: para este caso, el estado del cuerpo mineralizado se reemplaza por una placa o lámina de volumen comparable, cuyo espesor está relacionado con la forma normal del cuerpo. Las formas se dibujan en un plano vertical o proyección. La delimitación se hace planimétricamente o mediante otra estrategia de cálculo (Astudillo, 2022, pp.34-35).

Método de secciones: Este método consiste en generar secciones que definen los límites de cuerpos minerales para calcular gráficamente volúmenes aproximados. La distancia entre las secciones definirá la precisión de los cálculos, ya que cuanto más separadas estén las secciones, más probable es que se introduzcan errores importantes por la presencia de variaciones en la mineralización y relieve topográfico que no están controlados por la distribución del perfil continuo.

Método de los polígonos: se divide el yacimiento en polígonos determinados por las mediatrices de los segmentos que unen los sondeos. Dentro de cada polígono se supone constante la potencia dada por cada sondeo, por lo que el volumen de cada dato se calcula multiplicando el área del polígono por el espesor testificado en el sondeo (Pardo, 2022, pp.35-36).

Método de matrices de bloques: cuando las redes de sondeos están distribuidas a lo largo de direcciones lineales, se pueden establecer bloques por ajuste entre los sondeos. Este método es similar al de los polígonos y se aplica especialmente a las fases de exploración donde se necesitan resultados rápidos, especialmente cada vez que se tiene un nuevo sondeo y que no exigen una gran exactitud, que sí sería necesaria posteriormente en los estudios de viabilidad de la explotación. Es especialmente aplicable a mineralizaciones con morfologías tabulares y de poca potencia.

Método de triangulación: para un cuerpo mineralizado de morfología más o menos tabular, siendo muy útil en fases de exploración por la rapidez que ofrece. Consiste en ir uniendo los sondeos adyacentes obteniendo triángulos, de tal forma que el resultado final es un conjunto de triángulos que para cada uno se calculan los datos correspondientes de espesor y ley media (Bustillo y López, 1996: pp.143-145).

2.2.5 Minería a cielo abierto

La minería a cielo abierto generalmente caracterizada por el movimiento de grandes volúmenes de material. La relación estéril/mineral o ratio está determinado por la disposición del yacimiento y recubrimiento que se debe extraer, este parámetro puede variar entre depósitos, siendo un condicionante principal en la viabilidad económica de las explotaciones y consecuentemente, la profundidad que es posible alcanzar mediante el método de minería de superficie (Bustillo y López, 1996: p.187).

2.2.6 Definición de cantera

Es el término utilizado para las explotaciones de rocas industriales, ornamentales y materiales de construcción. Las canteras forman parte del sector más importante de la industria, pues desde la antigüedad se viene desarrollando la explotación de materiales de construcción, para el suministro de materias primas con uso final en la construcción y obras de infraestructura (Herrera, 2006, p.10).

2.2.7 *Clasificación de canteras*

Canteras en terrenos horizontales: Las labores inician en trinchera hasta alcanzar la profundidad de la primera capa, luego se ensancha el hueco creado y se combina este avance lateral con la profundización.

Canteras en laderas: Existen varias alternativas que se pueden aplicar en base a la dirección en que se realiza el trabajo de excavación.

- **Avance frontal:** es una alternativa que brinda ciertas facilidades descritas a continuación: facilidad de apertura; corta distancia entre el transporte y la planta de tratamiento; frente de trabajo siempre activo; elevación gradual del frente de explotación; sin embargo, la restauración de los taludes no es factible hasta que se complete la explotación.
- **Excavación descendente:** a diferencia del avance frontal este tipo de excavación permite el inicio temprano de la restauración de los bancos, desde la plataforma superior a la inferior; requiere de la planificación a largo plazo del proyecto considerando con anticipación el diseño del talud final, además, es necesario la construcción de las vías de acceso hasta los niveles superiores desde el inicio de la explotación, por lo que la distancia del transporte será mayor.
- **Avance lateral:** Se puede realizar cuando el desarrollo transversal de la cantera es reducido, profundizado, pero en ladera, con un avance más amplio. Permite la restauración del talud final tras la excavación del hueco inicial, así como el relleno parcial. Siempre que la instalación esté ubicada en el centro de la cantera, se pueden mantener las distancias de transporte (Astudillo, 2022, p.36).

Supercanteras: Son explotaciones para yacimientos de grandes dimensiones con ritmos de producción entre 5 y 20 Mt/año, aprovechando los efectos de las economías de escala en los costes de operación, la utilización del método de “corta”, con arranque por perforación y voladura en bancos de entre 10 y 18m para obtener una mayor eficiencia, trituración dentro de la misma corta con equipos móviles y semimóviles y extracción por banda transportadora a través de túneles hasta la planta. Se consiguen altas eficiencias de operación y rendimientos (Herrera, 2007, pp.13–16).

2.2.8 *Clasificación de los tipos de explotaciones de cantera*

Se ha generado una clasificación muy elemental del conjunto de explotaciones de cantera, indicando de la siguiente manera:

- Las canteras de áridos (reellenos, asfaltos, hormigones, etc.), incluyéndose también en este grupo a las graveras.
- Las canteras de roca ornamental (pizarras, granitos, mármoles, etc.)
- Las canteras de rocas y minerales industriales (cementos, ladrillos, cerámica, vidrio, entre otros) (Herrera, 2006, p.17).

2.2.9 Elementos de una cantera

Entre los parámetros principales que conforman una cantera, se encuentran:

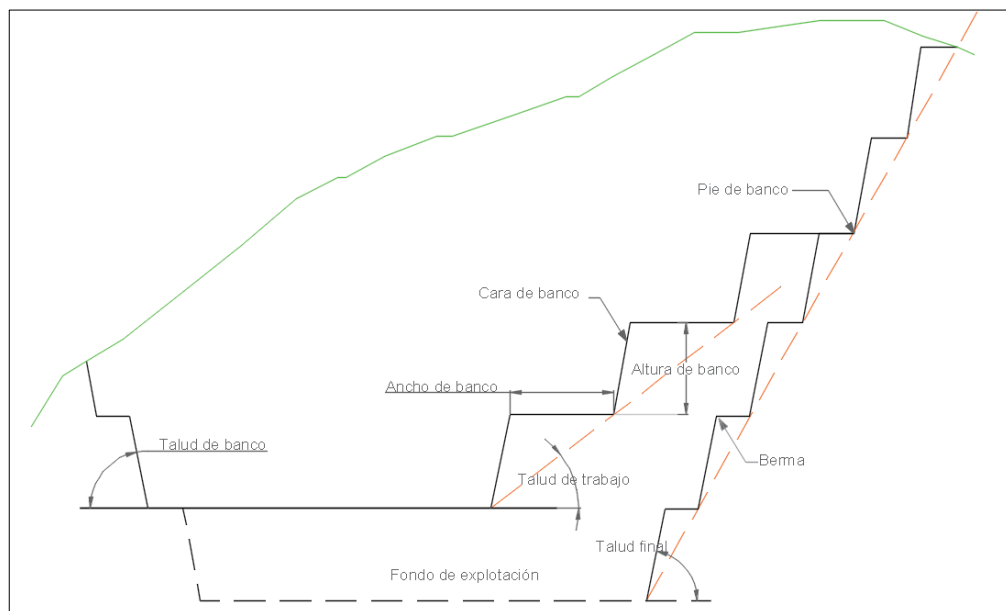


Ilustración 9 – 2: Elementos de una cantera

Fuente: Cervantes, 2016

A continuación, se describe cada uno de los elementos que conforman la cantera.

- Banco: módulo comprendido entre dos niveles que constituyen parte de material mineral o estéril que se explota, desde un punto fijo hasta una posición final ya establecida.
- Altura de banco: distancia vertical entre el pie del banco y la parte más alta o superior del mismo.
- Talud de banco: ángulo comprendido por la horizontal del pie de banco y la línea de pendiente máxima que se encuentra en la cara del banco.
- Talud de trabajo: ángulo formado por los pies de los bancos entre los cuales se encuentran algunas plataformas de trabajo, por lo que, es una pendiente provisional de la excavación.

- Bermas: son plataformas horizontales en los límites de excavación sobre los taludes finales, ayudan en la estabilidad del talud y las condiciones de seguridad frente a caídas de material.
- Talud final de explotación: el ángulo de talud está definido por la línea horizontal y la línea que conecta el pie del banco inferior con la cabeza del banco superior.
- Límites finales de la explotación: aquellas situaciones espaciales donde se realiza la excavación. El límite vertical determina el fondo final de minado y el límite lateral, que termina los taludes finales.
- Pistas: estructura dentro de una explotación donde se extraen el material de interés o para el movimiento de equipos y servicios entre diferentes puntos de un yacimiento minero. Se caracterizan por su anchura, pendiente y perfil.
- Ángulos de reposo del material: es el talud máximo que es estable sin deslizar el material suelto que lo compone y completamente drenado después del vertido (Cervantes, 2016, pp.16–17).

2.2.10 Parámetros de diseño de una cantera

2.2.10.1 Estabilidad de taludes

La estabilidad de taludes en operaciones mineras a cielo abierto es uno de los parámetros más importantes a considerar, pues, afecta la seguridad de las labores de extracción a través de los siguientes riesgos:

- Caída o deslizamiento de materiales sueltos.
- Colapso parcial de un banco.
- Colapso general del talud de excavación.

La adopción de las siguientes indicaciones ayuda a controlar y eliminar los riesgos mencionados

- Diseño adecuado de bancos y plataformas capaces de retener los desprendimientos de materiales.
- Determinación y mantenimiento adecuado de taludes generales seguros.
- Control de voladuras en el perímetro de la excavación, para reducir los daños en el macizo remanente.
- Aplicación de sistemas de drenaje en los bancos para reducir los esfuerzos originados por el agua.
- Saneamiento sistemático y efectivo de materiales colgados (Herrera, 2007, p.18).

2.2.10.2 Altura de banco

Básicamente se define a partir de los equipos de excavación, carga, y características del macizo rocoso, la altura del banco está definida fundamentalmente por la extensión del brazo de la excavadora. La selección de la altura óptima es el resultado de un análisis técnico económico apoyado en estudios geotécnicos que incluyan el aspecto de seguridad de las operaciones, así como en estudios de recuperación de los terrenos afectados por la actividad minera.

2.2.10.3 Ancho de banco

Es la suma de los espacios necesarios para el movimiento de la maquinaria que trabaja en ella. Los procesos básicos que tienen lugar en el interior de la explotación son el de arranque, carga y transporte.

El ancho correspondiente al transporte se verá en el diseño de las pistas y con relación a la maniobra de las máquinas que realice la carga, desde el frente del tajo a la zona de seguridad el ancho debe ser por lo menos 1.5 veces la longitud de la cargadora. Siempre será necesario dejar el orden de 1.5m como ancho de seguridad hasta el borde del banco.

2.2.10.4 Ángulo de cara de banco

Es en función del tipo de material y de la altura del banco, un banco más bajo permite un ángulo más vertical y, por el contrario, bancos de mayor altura tendrá ángulos más tendidos. Es aconsejable para rocas medias, ángulos de cara de banco entre 60° y 80° y al final dejarlos casi verticales (Bustillo y López, 1996: pp.197–207).

2.2.10.5 Bermas

Las bermas se utilizan como plataformas de acceso en el talud de excavación y también como áreas de protección al detener los materiales que pueden desprenderse de los frentes de bancos superiores, por lo que, las dimensiones de las bermas deben ser calculadas, para lo que es necesario conocer la inclinación de las superficies de rotura de los bancos y el ángulo de reposo del material fragmentado.

2.2.10.6 Pistas y accesos

Las pistas son los caminos por los cuales las unidades de acarreo realizan el transporte de materiales dentro de la explotación. Tienen distintas características de diseño, pues las pistas tienen circulación continua en los dos sentidos y a marcha rápida, en cambio, los accesos son a marcha lenta con pendientes que no deben sobrepasar el 20% de inclinación. El diseño de las pistas debe mantener el ritmo de operación en condiciones seguras, cumpliendo los siguientes criterios.

- Firme.
- Pendiente.
- Anchura de pista.
- Curvas: ratios, peralte y sobreebancho.
- Visibilidad en curvas y cambio de rasante.
- Convexidad o bombeo (Herrera, 2007, pp.25-27).

2.2.11 Métodos de explotación

Se distinguen dos grupos principales de métodos de explotación en minería, superficial o cielo abierto y subterránea, también existen algunos métodos que se denominan mixtos. En base a la ubicación y morfología del depósito en el espacio y la poca cantidad de sobrecarga que posee se establece el método de explotación (Herrera, 2016, pp.42-43).

2.2.12 Sistema de explotación

Se entiende como sistema de explotación al conjunto de operaciones y labores seguras, técnicas y económicas, para realizar la explotación del depósito basados en una productividad regular de manera óptima y racional.

Elegir el sistema de explotación adecuado asegura una alta efectividad de explotación del yacimiento, además de determinar el tipo de maquinaria para el arranque, carga y transporte que van a ser empleados (Villamarín y Yunga, 2011: pp.62-64).

CAPITULO III

3 MARCO METODOLÓGICO

Para desarrollar el sistema de explotación en la concesión minera Ramos Huayco, se iniciará con el trabajo de gabinete, el cual consistirá en investigar la zona de estudio, mediante la revisión bibliográfica e investigaciones previas, que indiquen aspectos como la geología local, regional y la descripción de las características de la mina. Para el trabajo de campo, se realizará un acercamiento directo al área de estudio para considerar aspectos topográficos, geológicos, geotécnicos y la toma de muestras, para desarrollar la etapa del análisis de las propiedades que tiene el macizo rocoso. La viabilidad económica considera los costos de inversión para equipos y maquinaria. Finalmente, el diseño del sistema de explotación considerará todos los factores obtenidos con anterioridad y mediante el uso de un programa de dibujo asistido por computador, se diseñará el sistema de explotación para el lugar.

El desarrollo de este trabajo técnico considera los siguientes tipos de estudio:

- Documental: se consultará los conceptos teóricos que se van a emplear, mediante diferentes fuentes bibliográficas con el objetivo de ampliar y sustentar los conocimientos en la presente investigación.
- De campo: se va a ejecutar trabajos en el frente de la mina para conocer la geología, morfología y clasificación geomecánica de la zona de estudio, además la toma de muestras para el análisis de las propiedades en laboratorio.
- Descriptivo: al momento de analizar la zona de estudio mediante la descripción de diferentes aspectos como la geología, propiedades geomecánicas, viabilidad económica, para determinar el sistema de explotación.

3.1 Trabajo de gabinete

3.1.1 *Análisis técnico, ambiental y legal*

3.1.1.1 *Análisis técnico*

Consistirá en los aspectos técnicos de la concesión, como permiso de explotación, fecha de inscripción en el catastro minero, tipo de material que se está extrayendo, equipos y herramientas empleados, es decir, abarca información general de la mina.

3.1.1.2 Análisis ambiental

Se determina los impactos que conlleva desarrollar la actividad minera con su afectación pueden ser contaminación del aire y agua, impactos sobre la flora y fauna, entre otros, se definen los impactos ambientales en la visita técnica de la mina, para conocer y determinar el estado en el que se encuentran trabajando.

3.1.1.3 Análisis legal

El Código Orgánico de la Organización Territorial Autonomía y Descentralización, determina las competencias exclusivas de los Gobiernos Autónomos Descentralizado Municipales, el artículo mencionado establece varias competencias exclusivas. Entre estas se encuentran, regular, autorizar y controlar los permisos de explotación para minería no metálica.

3.1.2 Delimitación del área de estudio

Para plantear el sistema de explotación se va a determinar un área dentro de la concesión, basado en torno al frente de trabajo, análisis de la topografía, propiedades de la roca, geología y demás aspectos que inciden en la delimitación del área de estudio.

3.1.3 Situación actual del área de estudio

3.1.3.1 Horario de trabajo

El horario de trabajo define el número de días laborables, la jornada diaria de trabajo y los días de descanso respectivo.

3.1.3.2 Arranque

El arranque en una mina puede ser mediante medios manuales con explosivo o mecánicos, para lo cual, la geometría del depósito, las propiedades de la roca, el monto de inversión, son algunos de los aspectos, que inciden en la elección del arranque de la roca.

3.1.3.3 Carguío y transporte

Consiste en el proceso de carguío y transporte del material de la mina al lugar de destino, el transporte puede ser interno o externo, esto se define en base al diseño de explotación y los espacios asignados para la mina.

3.1.4 Planimetría de la concesión minera Ramos Huayco

La planimetría abarca todos los espacios que se encuentran dentro de la concesión, entre estos tenemos el frente de trabajo, campamento, vías de acceso, entre otros. Se debe indicar y ubicar a toda infraestructura que forma parte de la concesión.

3.1.5 Frente de explotación

Consiste en ubicar y delimitar el frente de trabajo dentro de la concesión, mediante la topografía del lugar y mediante la ortofoto corroborar la información.

3.1.6 Descripción geológica

3.1.6.1 Geología regional

Radica en el levantamiento de información geológica, de un continente, país, región o zona, así como la descripción de las unidades litológicas que se encuentran en el lugar de estudio. Para la investigación se va a determinar la geología regional de la provincia de Loja, mediante investigaciones previas del lugar.

3.1.6.2 Geología local

Va a determinar la unidad litológica en la que se encuentra ubicada la mina, es decir analizando y determinando las rocas que predominan en la zona de estudio, se va a corroborar la información geológica.

3.1.7 Caracterización de los áridos

Se va a realizar una caracterización visual de los materiales que conforman la mina Ramos Huayco, para esto se van a identificar el tamaño de los bloques y partículas que conforman el material dentro de la concesión minera.

3.2 Trabajo de campo

3.2.1 Topografía

El levantamiento planimétrico de la concesión minera Ramos Huayco, se realizó mediante la fotogrametría en 3D, con el uso del dron Phantom 4 profesional. Se recurrió a un servicio externo para desarrollar el levantamiento topográfico con dron, el cual consiste en tomar fotografías desde diferentes posiciones, siendo el dron un medio de transporte para la cámara, y obteniendo una topografía de curvas primarias cada 15m.



Ilustración 1 – 3: Levantamiento topográfico del área de estudio

Fuente: Mendoza, Boris, 2023

3.2.2 Geometría de la mina

Para desarrollar el sistema de explotación en el área minera ramos Huayco, es necesario definir los parámetros geométricos de la misma, para el estudio se van a considerar las características que se encuentran en el frente de trabajo y se mencionan a continuación:

- Forma: el material se define como un cuerpo medianamente irregular, por la ubicación de la roca de interés, tomando en cuenta la alta capa vegetal y material estéril.
- Extensión: se delimita la extensión al área de estudio, en sentido N-S, y W-E, con 200m aproximadamente.

- Ancho: de aproximadamente 70m en el frente de trabajo.
- Potencia: en el frente de trabajo se observa que la cota superior se encuentra en el nivel 3134 mientras la cota inferior del depósito está en el nivel 2998, por lo que se tiene una potencia de 136m compuesto por bloques de roca ígnea ácida y clastos de grano gruesos y finos.
- Angulo de reposo: en campo mediante el empleo de un inclinómetro se registró un ángulo de reposo de 61grados.



Ilustración 2 – 3: Ángulo de reposo del talud

Fuente: Mendoza, Boris, 2023

3.2.3 Geología

3.2.3.1 Cálculo del tonelaje aparente

Para calcular los recursos probables del depósito, se va a analizar los métodos de estimación de recursos más comunes, a fin de determinar el método más eficiente en base al análisis de las ventajas y desventajas de cada método analizado en la tabla 1 – 3.

Tabla 1 – 3: Métodos de estimación de recursos

	Ventajas	Desventajas
Media aritmética	Muy simple, fácil de calcular	Produce malos resultados cuando hay agrupaciones de datos.
Método de secciones	Facilidad de calcular	La mayor separación entre secciones genera errores por la morfología del depósito

Método de los polígonos	Fácil implementación, considera el agrupamiento de los polígonos	Crea discontinuidades entre polígonos y requiere gran cantidad de datos
Método de matrices de bloques	Sencillez del contorno y posibilidad de usar los resultados en la proyección y planificación	Su debilidad radica en la división formal del cuerpo en bloques heterogéneos por la potencia y calidad
Método de triangulación	Interviene información de los tres sondeos, es más conveniente que el de polígonos	Cálculos más complejos y generación de triángulos

Fuente: Bustillo y López, 1997

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Con el resultado de la tabla anterior, se va a emplear el método de secciones pues es el que más se acomoda a la topografía irregular del área de estudio. El cálculo del tonelaje probable, será realizado mediante el software Civil 3D de Autodesk, a través de la licencia estudiantil que ofrece la compañía.

Para el área de estudio se va a realizar la estimación de recursos probables, en la ilustración 3 – 3 se indica 16 secciones en intervalos de 20m para poder tener un indicativo de los recursos posibles correspondientes al área de estudio.

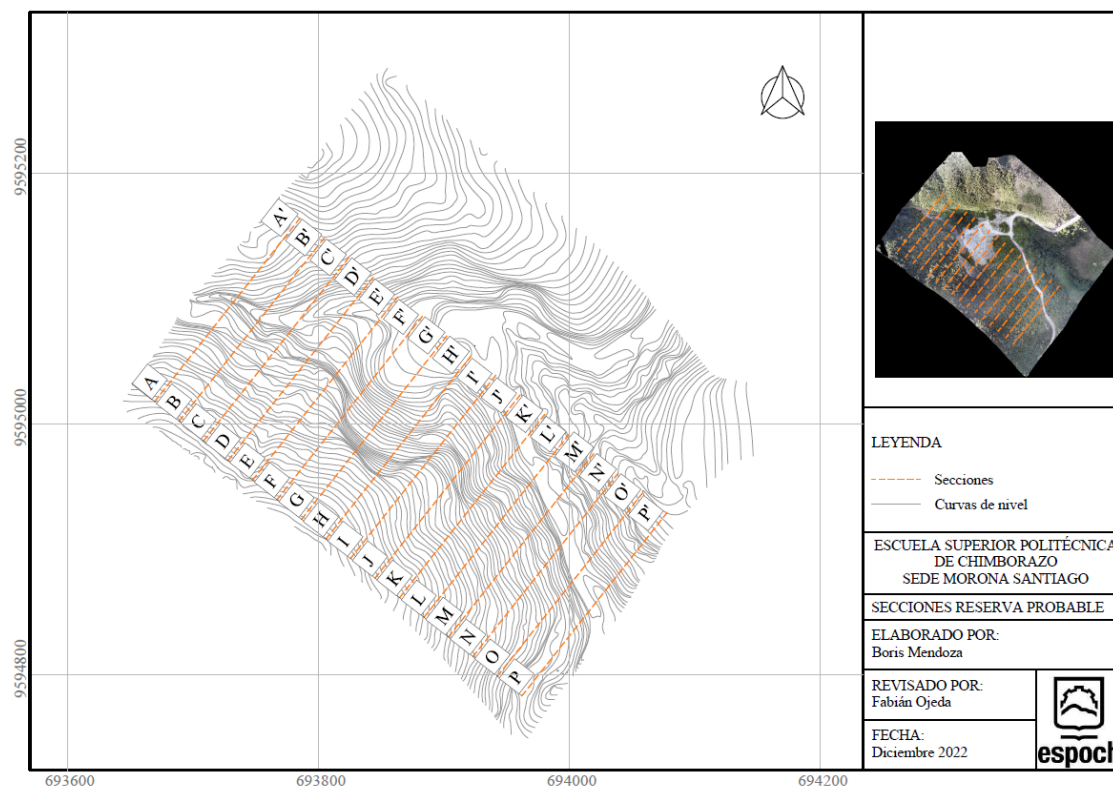


Ilustración 3 – 3: Secciones de la reserva probable

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

3.2.4 Geotecnia

La clasificación geomecánica RMR_{89} desarrollado por Bieniawski permite obtener el índice de calidad del macizo (Rock Mass Rating), lo que facilita determinar el comportamiento predominante del macizo, a través de la medición de parámetros tomados en campo, que brindarán una visión preliminar de las características que posee el depósito (Bermeo, 2017, p.58).

3.2.4.1 Principales estructuras y fracturas

El material analizado corresponde a la roca ígnea básica de la mina, conformado por bloques de diversos tamaños distribuidos a lo largo de la plataforma de trabajo. El análisis de las estructuras y fallas se va a realizar a una altura de 18 metros de la base del talud, es decir, en el nivel 3016 se encuentran bloques de mayores dimensiones que no han sufrido intervención alguna.

La orientación similar de diferentes discontinuidades sistemáticas genera una familia, definida por el ángulo de buzamiento y la dirección de buzamiento. Con los datos medidos en campo se determina la orientación de las discontinuidades mediante la proyección estereográfica generada con el software de geotecnia perteneciente al grupo de programas de Rock Science.

Las zonas de colores más intensos concentran mayor cantidad de polos y mediante el software se construyen las familias de diaclasas para el análisis, como se ve en la ilustración 4 – 3.

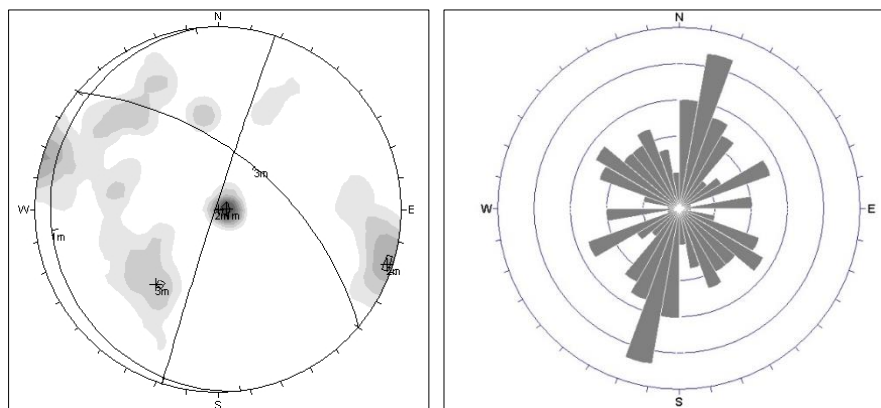


Ilustración 4 – 3: Diagrama de contornos y roseta de orientación

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

En la tabla 2 – 3 se indica el ángulo de buzamiento y dirección de buzamiento de cada de las familias. La identificación de las familias de discontinuidades se aprecia en el anexo A.

Tabla 2 – 3: Familias de planos de discontinuidades

Familias	Ángulo de buzamiento	Dirección de buzamiento
I	7	273
II	88	288
III	56	40

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

3.2.4.2 Cálculo del Número de diaclasas por metro cúbico de roca (J_v)

Representa el promedio del número de diaclasa por metro cúbico en el macizo rocoso, la tabla 3–3, indica los parámetros necesarios para desarrollar este cálculo y la longitud total del J_v .

Tabla 3 – 3: Familias de diaclasas medidas en campo

Familia	I	II	III	Total
Longitud (m)	0.95	1.7	1.95	
Número de fracturas	9	6	5	
Número de diaclasas por m ³	9.47	3.53	2.56	15.57

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

El J_v (número de diaclasas por metro cúbico de roca) se calcula sumando el número de diaclasas por metro que intercepten de manera independiente en cada uno de los 3 ejes de un cubo imaginario en el macizo rocoso que se está analizando. No se debe contar una diaclasa en más de un eje, por ejemplo, si una fisura corta al eje x y al eje y, se la cuenta en uno de los dos ejes, pero no en ambos (Ordoñez, 2017, p.50).

El cálculo del J_v se realizó con la siguiente ecuación:

$$J_v = \frac{N^{\circ}J_1}{L_1} + \frac{N^{\circ}J_2}{L_2} + \frac{N^{\circ}J_3}{L_3}$$

Remplazando los valores en la ecuación nos queda:

$$J_v = \frac{2.1}{8} + \frac{1.7}{10} + \frac{1.1}{9} = 15.57$$

3.2.4.3 Rock Quality Designation

Por motivo de no contar con testigos de exploración, el análisis de la calidad del macizo se ejecutará teniendo en consideración el cálculo del número de diaclasas por metro cúbico de roca (J_v), pues representa el promedio del número de diaclasa por metro cúbico en el macizo rocoso, se puede calcular con la siguiente expresión dada por Palmstrom.

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

Por lo tanto:

$$RQD = 115 - 3.3 (15.57) = 63.6\%$$

Tabla 4 – 3: Clasificación de la calidad de la roca en función del RQD

RQD en %	Índice de calidad de la roca
25	Muy mala
de 25 a 50	Mala
de 50 a 75	Normal
de 75 a 90	Buena
de 90 a 100	Muy buena

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

La tabla 4 – 3 indica el índice de calidad de Roca en base al porcentaje del RQD, empleando la ecuación de Palmstrom el macizo rocoso de la mina Ramos Huayco tuvo un resultado de 63%, determinando que se trata de una roca con calidad normal.

3.2.4.4 Espaciamiento de las discontinuidades

Para el cálculo del espaciamiento entre las discontinuidades se realizó la medición de las juntas en las ventanas definidas de 1 metro, la tabla 5 – 3 presenta los valores medidos en cada una de las familias.

Tabla 5 – 3: Espaciamiento de discontinuidades

Familias	Ángulo de buzamiento	Dirección de buzamiento	Espaciamiento (cm)
I	7	270	0.11
II	88	285	0.28
III	56	40	0.39
Promedio			0.26

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

3.2.4.5 Condiciones de las discontinuidades

El macizo rocoso cuenta con tres familias de discontinuidades, la tabla 6 – 3, considera los parámetros de evaluación para cada una de las familias.

Tabla 6 – 3: Condición de las discontinuidades

Parámetro	Familia I	Familia II	Familia III
Distancia entre diaclasas	0.11	0.28	0.39
Longitud de la discontinuidad	0.95	1.7	1.95
Abertura	12	18	4
Rugosidad	Ondulado	Ligeramente rugoso	Ondulado
Relleno	Blando >5mm	Blando >5mm	Duro >5mm
Alteración	Ligeramente alterada	Moderadamente	Ligeramente alterada

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

3.2.4.6 Aguas freáticas

El frente de trabajo no presenta indicios de aguas freáticas, sin embargo, en varias partes del macizo rocoso, la superficie se encuentra ligeramente húmeda. Analizando la capa superior del depósito se observa que el material estéril es más blando y se encuentra en campo con mayor presencia de humedad, por lo que, para este cálculo se va a considerar una condición generalmente húmeda.

3.2.5 Muestreo

Consiste en seleccionar una fracción determinada de material mediante la recolección de una muestra representativa de la masa general, entre los tipos de muestreo tenemos:

- **Muestreo aleatorio:** consisten en la selección de muestras seleccionadas al azar en el yacimiento, de modo que, cada muestra tenga la misma probabilidad de ser seleccionada.
- **Muestreo sistemático:** la extracción de las muestras se determina de acuerdo con una regla fija, es decir, consiste en tomar muestras a intervalos sistemáticos para cubrir todo el yacimiento y dar a toda la población la oportunidad de ser incluido en la toma de muestras.
- **Muestreo aleatorio estratificado:** consiste en la toma de muestras de un depósito que se encuentra dividido por estratos, la toma de muestras se realiza de manera aleatoria en cada uno de los estratos (Alfaro, 2002, p.10).

En base a los tipos de muestreo antes mencionados y las condiciones inestables del talud en el frente de trabajo resulta dificultoso aplicar el tipo de muestreo aleatorio estratificado y sistemático, por lo que se opta por realizar el tipo de muestreo aleatorio para tomar muestras de sedimentos y rocas, siendo la base para el posterior análisis de propiedades en laboratorio. Para garantizar las condiciones naturales en la toma de muestras se empleó fundas ziploc, con código y número correspondiente.



Ilustración 5 – 3: Muestreo de rocas y sedimentos de la mina Ramos Huayco

Fuente: Mendoza, Boris, 2023

3.3 Análisis de las muestras

En la zona de estudio se puede distinguir dos materiales, en la parte superior de coloración oscura y en la parte inferior se aprecia la roca de color claro. Actualmente, se desconocen las propiedades que tienen los materiales de la mina, por lo que se plantea el análisis de las mismas mediante diferentes ensayos que se van a desarrollar en los laboratorios de minas y física de la sede y el laboratorio de mecánica de la matriz.

3.3.1 Propiedades físicas y mecánicas

3.3.1.1 Densidad

La densidad se define como la cantidad total de materia por unidad de espacio o masa por unidad de volumen. Para determinar esta propiedad se emplea el método de la probeta para volúmenes irregulares, como se tiene la presencia de dos materiales en la cantera, se realizó la toma de cinco muestras para el material claro y cinco para el material oscuro.

En el caso del material claro se llena la probeta de 50 ml con agua hasta llegar a 30ml, luego se pesa la probeta, para luego, colocar la muestra irregular y registrar el nuevo peso al igual que el aumento de volumen, con el material oscuro se aplica el mismo procedimiento, con la diferencia de que se empleará una probeta de 100ml y se llenó hasta los 70ml.

Para calcular la densidad se emplea la siguiente ecuación:

$$\rho = \frac{m}{v} = \frac{M_f - M_i}{V_f - V_i}$$

3.3.1.2 *Peso específico*

El peso específico es la relación entre el peso y el volumen de la roca expresado en Newtons sobre metro cúbico (N/m³), de acuerdo con el Sistema Internacional.

$$\gamma = \frac{w}{v} = \frac{m \cdot g}{v}$$

3.3.1.3 *Porcentaje de humedad*

Indica el contenido de agua almacenado en la roca, por la humedad del ambiente, condiciones del terreno, poros interconectados entre otros. El procedimiento para determinar el porcentaje de humedad consiste en tomar muestras diferentes partes del frente de explotación, numerar las muestras y pesar cada una de ellas ($P_i = \text{peso inicial}$), secarlas en el horno a una temperatura de $110\text{ }^{\circ}\text{C} \pm 10\text{ }^{\circ}\text{C}$ durante 24 horas, posteriormente las muestras se retiran del horno y se dejan enfriar hasta la temperatura ambiente, se determina el peso ($P_f = \text{peso final}$) (Navarrete, et al., 2022: p.6)

El valor de este parámetro se determina empleando la siguiente ecuación:

$$\% \text{ humedad} = \frac{P_i - P_f}{P_f} 100$$

3.3.1.4 *Porcentaje de absorción*

El procedimiento para la realización de esta prueba consiste en secar las muestras en el horno, a una temperatura de $110^{\circ}\text{C} \pm 10^{\circ}$ durante 24 horas, posteriormente se deja enfriar para pesarlas

($P_s = \text{peso seco}$), una vez hecho esto, las muestras se saturan en un recipiente con agua durante 24 horas como mínimo; transcurrido este tiempo, se retiran del agua y se secan superficialmente con una franela o paño absorbente y se pesan ($P_h = \text{peso húmedo}$) (Navarrete, et al., 2022: p.7).

Para determinar el porcentaje de absorción se emplea la siguiente ecuación:

$$\% \text{ de absorción} = \frac{P_h - P_s}{P_s} 100$$

3.3.1.5 Resistencia a compresión

En campo

Se empleará el esclerómetro un ensayo no destructivo que nos permite determinar la resistencia a compresión de las rocas. El procedimiento consiste en medir el número de rebotes en una zona del macizo hasta que no exista variación del índice, luego se revisa la gráfica de la resistencia a compresión vs índice de rebote y se determina la resistencia que posee la roca.

Laboratorio

La norma ASTM C170 describe métodos de ensayos para determinar la resistencia a compresión de rocas, empleando probetas en forma de cubo o cilíndricas. Para este ensayo se va a realizar probetas de roca cilíndricas. Para determinar la resistencia se relaciona la carga máxima de la muestra y el área transversal de la misma, se expresa de la siguiente manera:

$$R_c = \frac{P_r}{F}$$

Donde:

R_c : Resistencia a la compresión simple de la roca.

P_r : Fuerza de ruptura de la muestra de roca.

F : Superficie de la sección transversal.

3.3.1.6 Cohesión y ángulo de fricción

Para obtener la cohesión y ángulo de fricción interna, se llevó a campo el equipo de extracción de muestras de suelo, sin embargo, la composición del suelo tiene bastante presencia de arenas, por lo que no resulto posible la extracción de muestras cilíndricas del suelo.

Por lo que se va a emplear el software geotécnico Rock Data para estimar los valores de cohesión y ángulo de fricción, utilizando los parámetros de RCU, tipo de roca, tipo de excavación, aplicación del talud, peso específico y altura de banco, todos los datos son conocidos así que resulta aplicable el empleo del programa.

Otra alternativa para obtener estas propiedades es mediante una comparación de valores de cohesión y ángulos de fricción entre distintas fuentes bibliográficas que las hayan determinado en sus trabajos de investigación.

Los autores (Tisnado, et al., 2016: p.3) en su investigación determinaron los siguientes resultados de cohesión y ángulo de fricción interna, para rocas ígneas, sedimentarias y metamórficas, la tabla 7– 3, indica los valores obtenidos de la investigación realizada.

Tabla 7 – 3: Cohesión y ángulo de fricción #1

Clasificación	Grupo litológico	Cohesión Kn/m ²	Cohesión MPa	Ángulo de fricción
Roca ígnea	Roca ígnea extrusiva	100	0.1	42
	Roca ígnea intrusiva	80	0.08	40
Roca metamórfica	Rocas metamórficas no foliadas o masivas	70	0.07	40
	Rocas metamórficas foliadas	29	0.029	31
	Rocas metamórficas de falla	10	0.01	24
	Complejos metamórficos y rocas varias	29	0.029	31
Roca sedimentaria	Sedimentarias detríticas grano grueso	24	0.024	32
	Sedimentarias detríticas grano grueso /medio	48	0.048	35
	Sedimentarias detríticas grano medio/fino	35	0.035	30
	Sedimentarias detríticas grano fino	30	0.03	30
	Rocas sedimentarias órgano químicas	17	0.017	34
	Rocas intercaladas	50	0.05	25

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Hernández, (2014), considera los siguientes valores de cohesión y ángulo de fricción determinados en su investigación. La tabla 8 – 3, refleja los valores obtenidos de cohesión y ángulo de fricción de la investigación mencionada.

Tabla 8 – 3: Cohesión y ángulo de fricción #2

Tipo de roca	Cohesión (MPa)	Ángulo de fricción
Rocas ígneas duras: granito basalto	35 - 55	35 - 45
Rocas metamórficas: cuarcita, neis, pizarras	20 - 40	30 - 40
Rocas sedimentarias duras: caliza dolomita, arenisca	10 - 30	35 - 45
Rocas sedimentarias blandas: arenisca, lutitas. Limolitas	1 - 20	25 - 35

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Mientras que, Salinas, (2018) en la tabla 9 – 3 indica los siguientes valores para cohesión y ángulo de fricción de rocas ígneas, sedimentarias y metamórficas.

Tabla 9 – 3: Cohesión y ángulo de fricción #3

Litología	Cohesión (Ma) otros	Cohesión (MPa)	Ángulo de fricción	Ángulo de fricción
	autores	Este trabajo	(°) otros autores	(°) Este trabajo
Tobas	0.7 - 3	.14 - 1.2	33 - 42	36 - 44
Andesitas	20 - 30	22 - 29	40 - 45	35.5 - 46
Granitos	10 - 20	14.2 - 17.2	45 - 58	42 - 48
Granodioritas	10 - 20	12.1 - 18.1	50 - 55	42.5 - 51
Dioritas	10 - 15	9.1 - 12.3	30 - 50	49.5 - 55.4
Areniscas	Muy variable (3 35)	2 .11	30 - 50	41
Conglomerados	Muy variable (3 35)	.42 - 6.5	35 - 44	38 - 49
Recristalizaciones (cuarcita/caliza)	25 - 70 / 5-40	26 / 9	40 - 55 / 35 - 50	42.9 / 36.5

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

3.3.1.7 Factor de esponjamiento

Se denomina así a la relación existente entre el volumen de la roca y el macizo, al tener ambos la misma masa, el valor de este coeficiente es siempre mayor que la unidad y expresa el aumento del volumen de la roca desbrozada, comparado con su volumen en el macizo (Pereda y Polanco, 2009: p.6).

- En rocas blandas (arena, arcilla, tierra, entre otros). $K_e = 1.0 - 1.3$
- En carbón, pizarras, etc. $K_e = 1.4 - 1.6$
- En rocas muy duras. $K_e = 1.5 - 1.8$

3.4 Diseño del sistema de explotación

3.4.1 Métodos de explotación

La elección del método de explotación se debe diseñar considerando las condiciones del depósito, características físicas, geológicas y geomecánicas que forman parte del yacimiento, además del aspecto económico, técnico, equipos disponibles y necesidades de producción para complementar la demanda del mercado (Ávila y Tobo, 2014: p.45).

En la tabla 10– 3 se describen diferentes parámetros que permiten conocer las características de un yacimiento.

Tabla 10 – 3: Características del yacimiento

Parámetros	Características
Por su forma	Isométricos: los que se extienden más o menos en todas las direcciones por igual, por ejemplo, depósitos masivos.
	Estratificados y filonianos: Aquellos que se presentan siguiendo dos direcciones preferentes y albergan un tonelaje relativamente pequeño.
	Columnares o cilíndricos: los que se extienden en una sola dirección.
	Intermedios o mixtos: combinan características de dos o más de los grupos anteriores debido a su propia génesis o a la tectónica que los ha dislocado o replegado.
Por el relieve del terreno original	Horizontales o planos: cuando la superficie es relativamente llana y horizontal.
	En ladera: pueden ser a favor o contra talud, según la disposición de las masas mineralizadas.
	Montañosos: el terreno es irregular y presenta importantes accidentes topográficos.
Método de explotación	Submarinos o acuáticos: si están cubiertos por una lámina de agua.
	Superficial: cuando no existe material de recubrimiento o este presenta un espesor inferior a los 20 o 30m.
Por su proximidad a la superficie	Profundos: localizados a profundidades mayores, entre los 40 y los 250m.
	Variables: aquellos en los que una parte es explotable a cielo abierto y el resto por minería subterránea, desarrollándose en profundidad.
Por la inclinación	Horizontales: con ángulos que varían desde los 0 hasta los 10 o 15 grados, sobre el plano horizontal.
	Tumbados: con ángulos entre 10 -15 hasta 25 - 35 grados.
	Inclinados: aquellos cuyos ángulos superan los 25 - 35 grados y llegan hasta los 70- 80 grados.
Por la complejidad o número de mineralizaciones	Verticales: con ángulos comprendidos entre los 70 - 90 grados.
	Simples: se caracterizan a por una estructura homogénea sin presencia de otros niveles mineralizadores, en este caso se extraen todos los minerales conjuntamente con el yacimiento.

	Complejos: pueden contener, junto con minerales de alta ley masas pobres con unos contactos claros, en este caso la explotación se realiza de forma selectiva.
Por la distribución de la calidad del mineral en el yacimiento	Uniformes: cuando la calidad es la misma dentro de los límites del tajo. No uniforme: cuando la mineralización presenta calidades distintas en alguna dirección o profundidad.
Por el tipo de roca dominante	El recubrimiento de estéril y mineral son rocas compactas metamórficas o ígneas. El recubrimiento está constituido por rocas no homogéneas con alternancia de estériles blandos y duros, ígneas o metamórficas y el mineral e intrusiones de estériles son rocas compactas o meteorizadas y también de origen ígneo o metamórfico. Las rocas del estéril de recubrimiento son blandas y densas, con el mineral y rocas de intrusión compactas o meteorizadas de origen ígneo o metamórfico. Tanto el recubrimiento como la zona mineralizada están constituidas por rocas ígneas o metamórficas meteorizadas. Las rocas de recubrimiento son blandas y sedimentarias y el mineral no es homogéneo. El recubrimiento y el mineral son blandos de y de origen sedimentario

Fuente: (Bustillo y López, 1996)

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

3.4.2 Sistema de explotación

El profesor E. F. Shesko clasifica los sistemas de explotación en base al destape, desplazamiento del estéril y arranque de roca, como se aprecia en la tabla 11 – 3.

Tabla 11 – 3: Clasificación del sistema de explotación según E. F. Shesko

Código	Grupos de sistemas de explotación	Sistemas de explotación	Designación convencional del sistema
A	Con transbordo del estéril a la escombrera por medio del excavadora o escombros - transbordadores (desplazamiento transversal) o llamados sin transporte	Con transbordo directo del recubrimiento	A - 1
		Con transbordo múltiple del recubrimiento por excavadoras	A - 2
		Con transbordo del recubrimiento por medio de escombros transbordadoras	A - 3
B	Con acarreo del estéril a la escombrera con ayuda de medios de transporte (desplazamiento longitudinal) o llamados también con transporte	Con transbordo de estéril:	
		A la escombrera interior	B - 4
		A la escombrera exterior	B - 5
	A la escombrera interior y exterior	B - 6	
C	Con transporte y transbordo del estéril a las escombreras (desplazamiento	Con transporte parcial del estéril a las escombreras interiores o exteriores	C - 7

	transversal y longitudinal) o llamado también combinado.	Con trasbordo parcial del estéril a la escombrera interior	C - 8
A - 0	Con pequeño volumen de trabajo de destape cuando el desplazamiento del estéril a la escombrera no tiene significado esencial		A - 0

Fuente:(Sosa, 1989)

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

3.4.3 *Labores mineras*

La extracción de los materiales de construcción considera los siguientes aspectos:

- Accesos.
- Desbroce.
- Destape.
- Arranque y Carguío.
- Almacenamiento.

La ilustración 6-3, representa de manera gráfica la secuencia de ejecución de labores mineras, que se van a desarrollar en la mina de materiales de construcción Ramos Huayco.

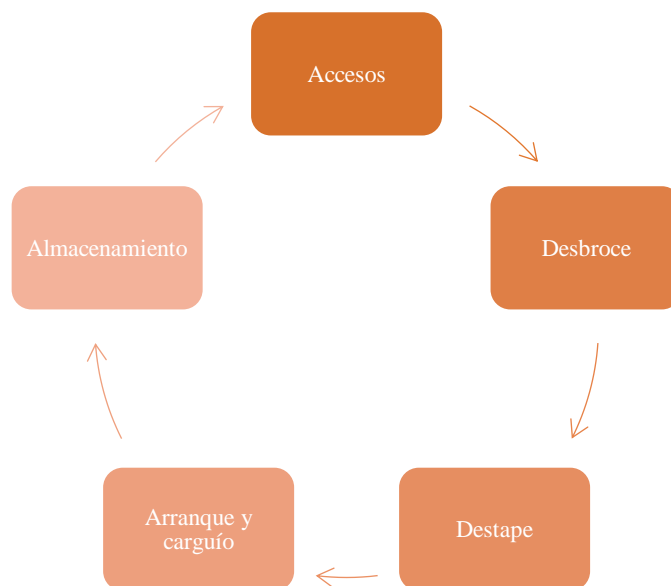


Ilustración 6 – 3: Secuencia de ejecución de labores mineras

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

3.5 Modelación del diseño

El modelamiento de la cantera se va a desarrollar por medio del software minero RecMin, el cual, forma parte de un paquete de programas de licencia libre y permite el diseño de proyectos de investigación y explotación de recursos naturales, por lo que se opta el software mencionado para realizar el diseño del sistema de explotación.

3.6 Viabilidad económica

Para determinar la viabilidad económica de la cantera, se van los siguientes parámetros para el costo de operación de un metro cúbico de material:

- Rendimiento de la maquinaria y equipos.
- Costo horario de maquinaria y mano de obra.
- Costo de operación.

3.6.1 Dimensionamiento de la maquinaria

Se va a analizar el dimensionamiento de la maquinaria en base a la forma de adquisición, pudiendo ser maquinaria nueva, de alquiler o seminueva, para esto se debe considerar el costo que conlleva trabajar con cada una de las alternativas mencionadas. A su vez, en base a las características de la maquinaria y se determina el rendimiento de cada uno de los equipos seleccionados.

3.6.2 Inversión inicial del proyecto

Considera los costos iniciales de inversión, como es el valor el valor de la maquinaria y equipos, campamento, comunicación, equipos de protección, accesos, y varios.

3.6.3 Costos unitarios

Para esto se va a determinar el costo unitario de mano de obra y maquinaria analizando los parámetros de costo por turno, cantidad de trabajadores y equipos.

3.6.4 Costos de operación

Indica el costo necesario para ejecutar las labores de explotación, como son: accesos, desbroce, destape, arranque y carguío, y almacenamiento. Se encuentra en función de la cantidad de mano de obra y maquinaria que se va a emplear para desarrollar cada labor minera.

3.6.5 Ingresos

En base a la producción diaria que se desarrolle en la mina Ramos Huayco y con el costo por metro cúbico de material, se va a determinar la producción anual de materiales de construcción. Para el cálculo del ingreso anual se va a definir tres escenarios con una variación en la producción diaria para conocer el impacto que tiene este parámetro en el cálculo de los ingresos.

CAPÍTULO IV

4 ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

4.1 Trabajo de gabinete

4.1.1 *Análisis técnico, ambiental y legal*

4.1.1.1 *Análisis técnico*

La concesión de materiales de construcción Ramos Huayco realiza la explotación de materiales de construcción, desde el año 2004, fecha que fue inscrita en el Geoportal del Catastro Minero, actualmente, el desarrollo de las actividades mineras, se llevan a cabo de manera empírica, sin ningún manejo técnico, ni aplicación de un diseño de explotación.

El frente de explotación está compuesto desde la parte más alta por cobertura vegetal, material estéril (roca alterada) y roca de interés (roca de dureza media), el arranque de la roca mediante la caída de material por gravedad hacia la plataforma de trabajo deja abierta la posibilidad de que ocurra algún accidente en los trabajadores, ya sea por aplastamiento o caída desde altura.

4.1.1.2 *Análisis ambiental*

Desde el punto de vista ambiental, la zona de estudio se encuentra ubicada en un lugar alejado de fuentes hídricas y comunidades cercanas, por lo que, la extracción de materiales de construcción en el área de estudio no genera impactos de ruido ni afectaciones a corrientes de agua.

4.1.1.3 *Análisis legal*

Desde el punto de vista legal, el COOTAD en su artículo 55 establece a los gobiernos autónomos descentralizados municipales la facultad de regular, autorizar y controlar la explotación de materiales áridos y pétreos, que se encuentren en los lechos de los ríos, lagos, playas de mar y canteras, en el caso de la concesión minera Ramos Huayco se rige por el Gobierno Autónomo Descentralizado del Cantón Saraguro, donde el permiso para realizar labores de minería se encuentra legalmente registrado desde el año 2004 en el Sistema Geoportal del Catastro Minero.

4.1.2 Delimitación del área de estudio

La concesión minera tiene el permiso de explotación para un área de cincuenta hectáreas, sin embargo, el frente de trabajo se encuentra ubicada en la parte sur este de la concesión, para el presente estudio se considera analizar, el frente de trabajo, donde se va a analizar las propiedades de la roca para establecer el diseño final de explotación. La ilustración 1 – 4 indica el área delimitada dentro de la concesión Ramos Huayco.

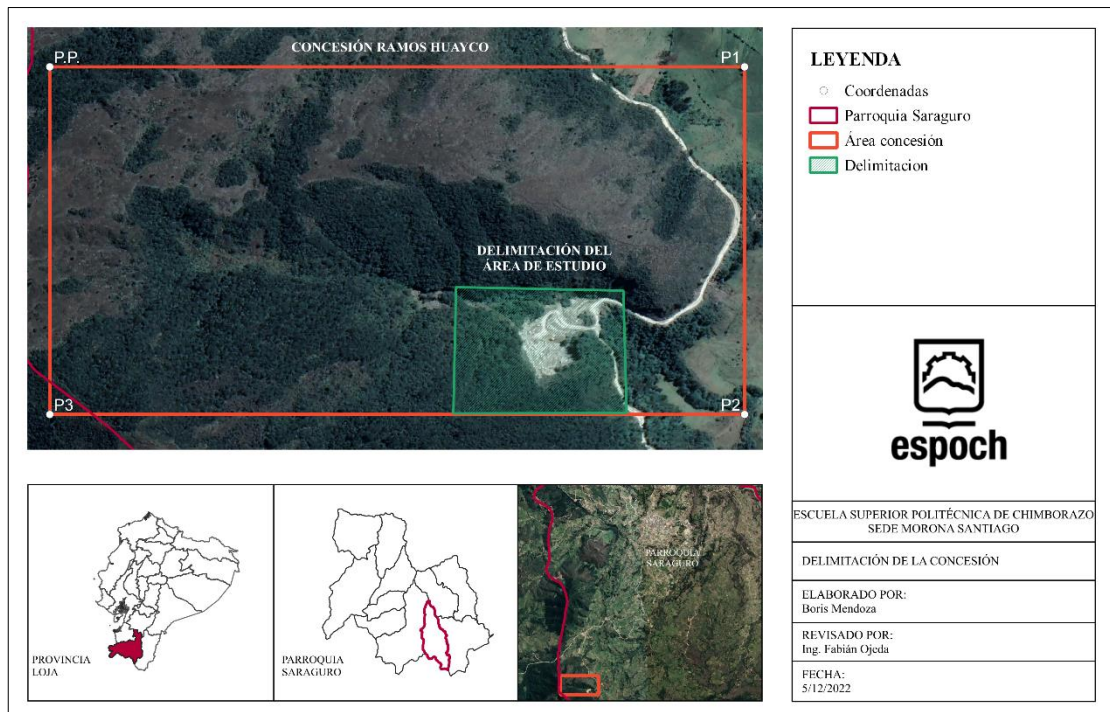


Ilustración 1 – 4: Delimitación del área de estudio

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.1.3 Situación actual del área de estudio

En la parroquia Saraguro se encuentra la concesión minera Ramos Huayco, dedicada a la extracción y comercialización de materiales de construcción, la roca suele ser usada como agregados para carreteras, cimentaciones, adoquines y como recubrimientos de exteriores.

No obstante, el ejercicio de esta labor no cuenta con una extracción de roca de manera tecnificada, siendo ejecutado de manera insegura para los trabajadores. A un costado se encuentra un acceso que lleva a una terraza superior, la cual separa el material de interés con el estéril. En la ilustración 2 – 4, se puede apreciar la plataforma de trabajo, roca de interés (roca ígnea extrusiva básica), el material estéril (misma roca, pero resultado de un tipo de alteración).



Ilustración 2 – 4: Material de la mina

Fuente: Mendoza, Boris, 2023

4.1.3.1 Horario de trabajo

La jornada laboral inicia a partir de las 7:00 am culminando a las 4:00 pm, con descanso de una hora de almuerzo comprendido entre las 12:00 y 1:00pm. Cumpliendo un horario laboral de lunes a sábado, siendo los días sábado un turno comprendido entre 7: 00 am y 12:00 pm, descansando los domingos y feriados.

4.1.3.2 Arranque

Para trabajar con la roca se emplean herramientas manuales y por acción de la gravedad se deja caer la roca a la plataforma de trabajo. Los bloques de grandes dimensiones son fracturados utilizando herramientas como: cincel, cuñas y combos, para luego ser almacenado en dimensiones más pequeñas, sin embargo, emplear estas herramientas produce un bajo rendimiento en producción. Por ello, con la propuesta de este trabajo técnico se plantea diseñar un sistema de explotación acorde a las condiciones del terreno.

4.1.3.3 Carguío y transporte

El carguío del material se realiza de forma manual, hasta llenar la capacidad del volquete y de manera consiguiente, el material es transportado hasta el destino final, a través del alquiler de volquetes.



Ilustración 3 – 4: Carguío y transporte de los materiales de construcción.

Fuente: Mendoza, Boris, 2023

4.1.4 Planimetría de la concesión minera Ramos Huayco

La ilustración 4 – 4, indica las instalaciones que conforman la mina Ramos Huayco.



Ilustración 4 – 4: Planimetría de la mina Ramos Huayco

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.1.5 Frente de explotación

El frente de explotación se encuentra en la parte destapada, comprende la roca de interés que se encuentra fracturada en diferentes bloques de tamaños variados, entre los bloques se encuentra

material de granulometría fina, producto del arrastre de partículas de la roca o del estéril, este material fino y los bloques mantienen la consistencia del talud y permiten trabajar en el frente, la ilustración 5 – 4, refleja la ubicación del frente de explotación.

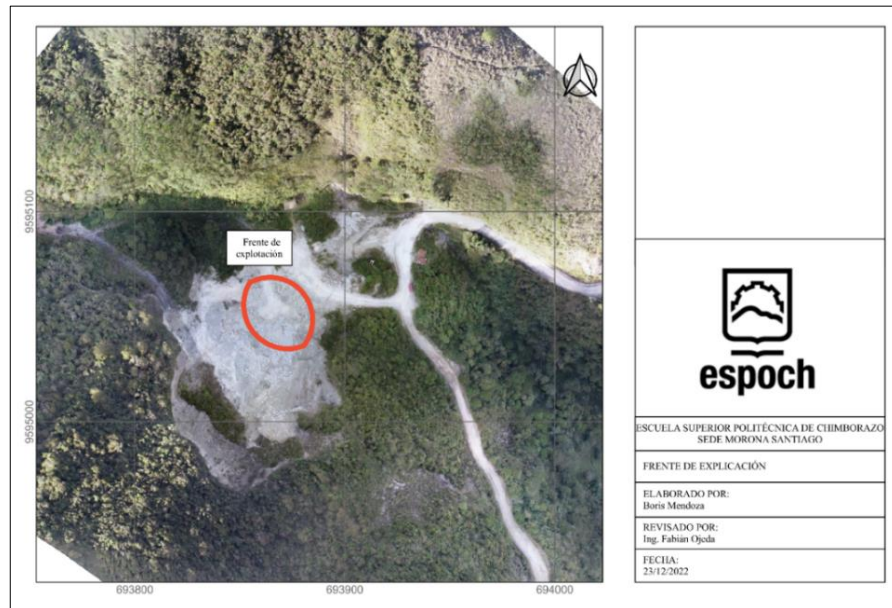


Ilustración 5 – 4: Frente de explotación de la mina

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

El frente de trabajo se compone de un talud de 70m de ancho y altura de 136m, debido al arranque manual de la roca por gravedad, el talud presenta un ángulo de reposo de 61° , mientras que los bloques medidos en campo presentan ángulos de buzamientos casi verticales de 88° y horizontales de 7° .



Ilustración 6 – 4: Frente de trabajo de la concesión minera Ramos Huayco

Fuente: Mendoza, Boris, 2023

4.1.6 Descripción geológica

4.1.6.1 Geología regional

Kennerly (1973) en la carta geológica a escala 1:100 000 representa la geología de Saraguro, estableciendo que la parroquia Saraguro se encuentra dentro de: La Formación Tarqui perteneciente al Pleistoceno, conformada de riolita porfídica masiva con algo de tobas riolíticas que se han meteorizado transformándose en un manto arcilloso rosado o blanco y capas de sedimentos de arenas a conglomerados que son explotados; La Formación Saraguro del Eoceno, compuesto por estratos gruesos de lava y piroclastos, que varían el tamaño de grano, desde fino a aglomerados de grandes tamaños, siendo más común la toba masiva aglomerática de color amarillo, cerca de los alrededores de Saraguro afloran tobas arenosas, tobas de grano fino con bandeamiento multicolor y lentes de conglomerado.

Los estudios realizados en el año 1997 en el “Proyecto de Desarrollo Minero y Control Ambiental”, Programa de Información Cartográfica y Geológica, en donde se tiene información de gran importancia de las 4 formaciones geológicas que corresponde a la zona de estudio, la Formación Tarqui, Formación Saraguro, la formación Sacapalca y una serie sedimentaria que no se encuentra diferenciada (Morocho, 2017, pp.43-44).

Formación Tarqui

A lo largo del sudeste de la cuenca, conformado por tobas, riolitas porfídicas masivas y algo de tobas riolíticas, meteorizadas y transformándose en mantos arcilloso rosado o blanco.

Formación Saraguro

Dunkley y Gaibor (1997), definen la formación por una secuencia de rocas volcánicas ácidas a intermedias calco alcalinas del Eoceno Medio Tardío al Mioceno Temprano, ocupando una gran extensión. Consiste de composiciones andesíticas a dacíticas, siendo común rocas riolíticas, tobas soldadas de flujo de ceniza, lavas andesíticas, material volcánico y rocas sedimentarias.

Formación Sacapalca

Descrita por Kennerly (1973), comprende una secuencia de rocas volcánicas andesíticas, rocas sedimentarias como limolitas rojas, areniscas y conglomerados, además de brechas tobáceas y tobas dacíticas esparcidas.

4.1.6.2 Geología local

La ilustración 7 – 4, comprende la geología de la parroquia Saraguro de Hungerbühler et al., (2001). La mina Ramos Huayco se encuentra dentro de la formación Saraguro con presencia de rocas volcánicas ácidas, lo cual concuerda con el material de interés predominante en la cantera.

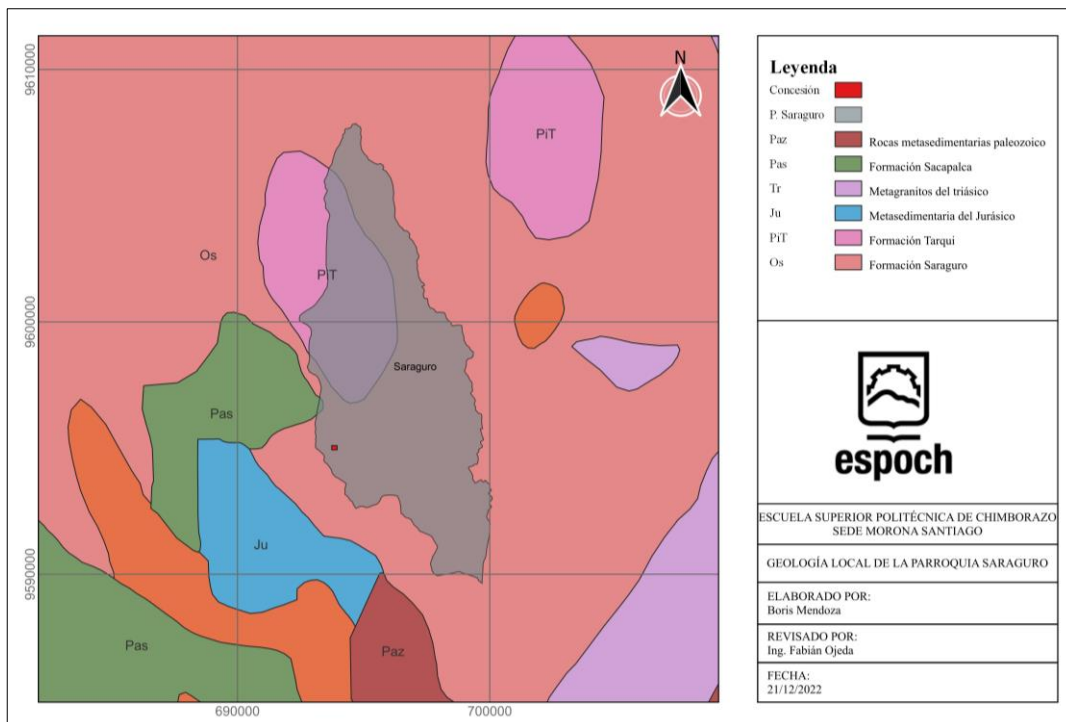


Ilustración 7 – 4: Geología local de la parroquia Saraguro

Fuente: Hungerbühler, et al., 2003

Al visitar el área de estudio, se identificó la presencia de rocas ígneas extrusivas ácidas, por la coloración clara de las rocas, compuestas de cuarzo, feldespato y plagioclasas, de textura afanítica y mediante los ensayos de laboratorio se tiene una densidad de 2.72 gr/cm^3 , por lo que se determina a la roca de interés como Dacita. Esta información concuerda con la Formación Saraguro perteneciente a la geología regional antes vista.

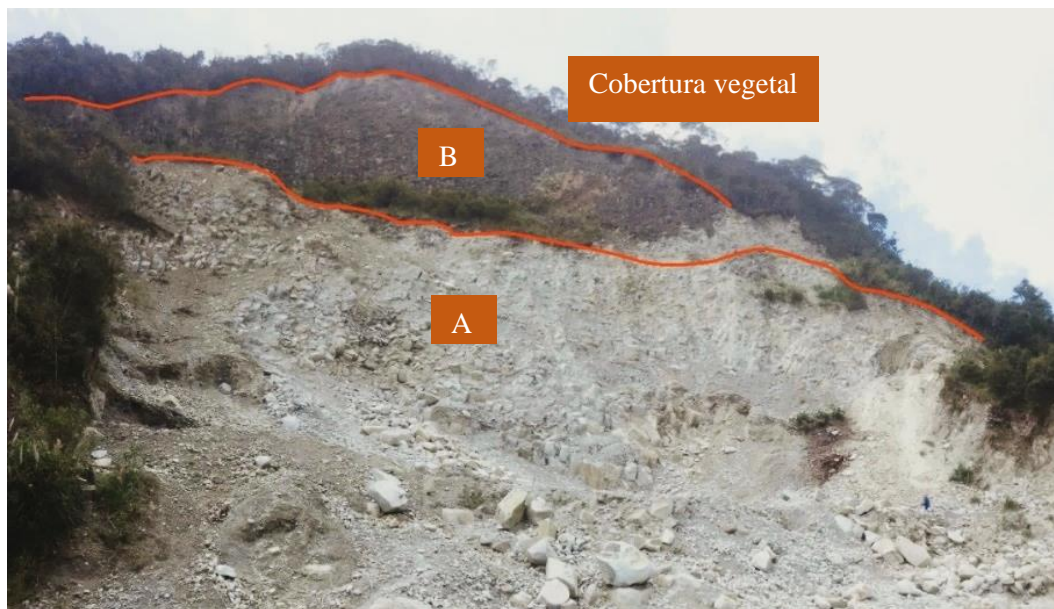


Ilustración 8 – 4: Descripción de los materiales de la mina.

Fuente: Mendoza, Boris, 2023

La ilustración 8 – 4 describe los materiales de la mina que se encuentran en el frente de explotación de la concesión minera Ramos Huayco, determinando los siguientes estratos:

- Material A correspondiente al material de interés con espesor de 36m, comprendido entre las cotas 3034 y 2298, formado por clastos de material grueso a fino y bloques de roca, también se encuentran pátinas de pirolusita que no afectan en la resistencia de la roca.
- Material B comprende el material estéril de coloración oscura, debido a la alteración argílica que reemplazó el contenido de plagioclasas de la roca, reduciendo en gran medida la resistencia que posee, por lo que no presenta valor de interés y con espesor variable, aproximadamente 100m desde la cota 3134 hasta la cota inferior 3034.
- Cobertura vegetal compuesto de capa de suelo y árboles del lugar, aproximadamente de 0.20-0.40m. también se encuentran zonas con vegetación alta en el lugar de estudio.

4.1.6.3 Caracterización de los áridos

En la ilustración 9 – 4, se identifican los materiales del frente de trabajo de la concesión minera Ramos Huayco, descritas a continuación:

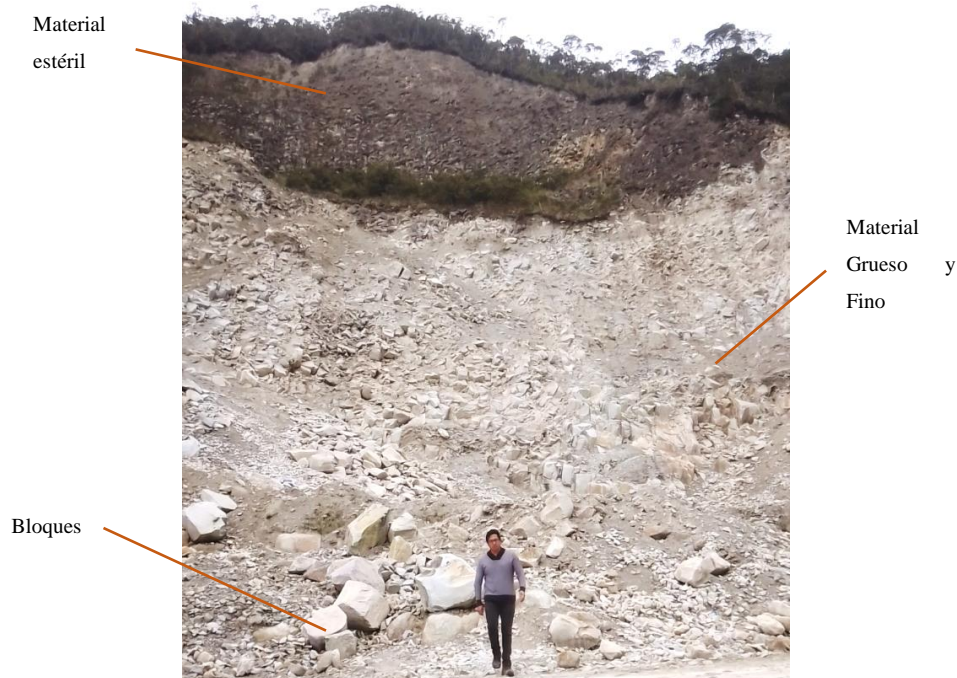


Ilustración 9 – 4: Disposición del material de la mina

Fuente: Mendoza, Boris, 2023

Analizando la ilustración mencionada podemos observar la presencia de bloques con diámetros mayores a 250mm, además se ven materiales finos de diámetros variados, en la tabla 1 – 4 se presenta una caracterización visual de los materiales finos en base al diámetro de partícula.

Tabla 1 – 4: Caracterización de los materiales de construcción

Tipo de partícula	Características
Material fino	Partículas de diámetro inferior a 0.2mm
Material grueso	Partículas de diámetro comprendido entre 0.2 y 10mm
Grava	Partículas de diámetro comprendido entre 10 y 20mm
Grava gruesa	Partículas de diámetro comprendido entre 20 y 250mm
Bloques	Partículas de diámetro superior a 250mm

Fuente: Borja, 2017

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.2 Trabajo de campo

4.2.1 Topografía

La topografía de la cantera abarca un área aproximada de 13 hectáreas realizado a través de fotogrametría. El área de estudio comprende cota superior el nivel 3139 y como inferior el nivel 2959, en el anexo B se puede revisar la topografía del lugar de estudio.

4.2.2 Geometría de la cantera

Con la información del Capítulo III, se presenta un cuadro de resumen de la geometría que posee la concesión minera Ramos Huayco, la tabla 2 – 4 presenta un cuadro de resumen general de la geometría que tiene el depósito de la mina.

Tabla 2 – 4: Geometría de la mina

Geometría de la cantera	Forma	Medianamente irregular
	Extensión	159 m en sentido NW – SE
	Ancho	Aproximadamente 70m
	Potencia	139m
	Ángulo de reposo	61°

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.2.3 Geología

4.2.3.1 Cálculo del tonelaje aparente

El cálculo del tonelaje aparente se determina multiplicando el área de la sección con la distancia entre perfiles, la ilustración 10 – 4, muestra cuatro secciones de las 16 generadas para calcular los recursos que tiene la montaña del área de estudio. Mediante la topografía y con revisión del frente de trabajo, se determinó como cota inferior el nivel 2998, por lo que, todos los cálculos se realizaron desde la cota superior hasta el nivel mencionado. En el anexo C, se encuentran los 16 perfiles generados para el cálculo de volumen general del área de estudio.

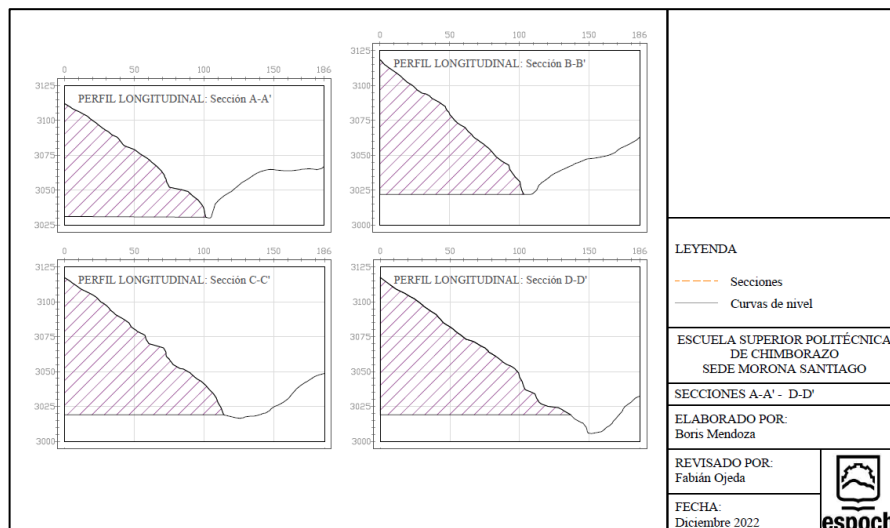


Ilustración 10 – 4: Calculo de reservas sección A-A' – D-D'

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

La montaña en la que se encuentra el frente de trabajo tiene un volumen de 2 218 139.27m³ de material, la tabla 3 – 4 refleja el cálculo del volumen correspondiente a las 16 secciones.

Tabla 3 – 4: Cálculo de volumen del área de estudio

Sección	Distancia	Área	Volumen
Sección A-A'	20	4636.08	92721.60
Sección B-B'	20	5609.23	112184.66
Sección C-C'	20	6312.03	126240.56
Sección D-D'	20	6774.17	135483.40
Sección E-E'	20	9243.11	184862.20
Sección F-F'	20	1057.64	21152.80
Sección G-G'	20	10380.57	207611.40
Sección H-H'	20	11068.07	221361.40
Sección I-I'	20	12076.03	241520.60
Sección J-J'	20	10643.96	212879.20
Sección K-K'	20	8935.68	178713.60
Sección L-L'	20	7971.46	159429.20
Sección M-M'	20	6424.99	128499.80
Sección N-N'	20	4986.44	99728.80
Sección O-O'	21	3246.85	68183.85
Sección P-P'	20	1378.31	27566.20
TOTAL			2218139.27

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Las reservas determinadas en la tabla anterior corresponden a la montaña de manera general, sin embargo, como se desconoce la profundidad del depósito que nos interesa, se va a delimitar el área de estudio a las distancias de 75m de ancho y 156m de longitud. El cálculo de recursos se realizó mediante 15 secciones con dirección SO a NE a una equidistancia de 5 metros que se reflejan en el anexo D. En la ilustración 11 – 4 se indican las secciones generadas en el frente de trabajo.

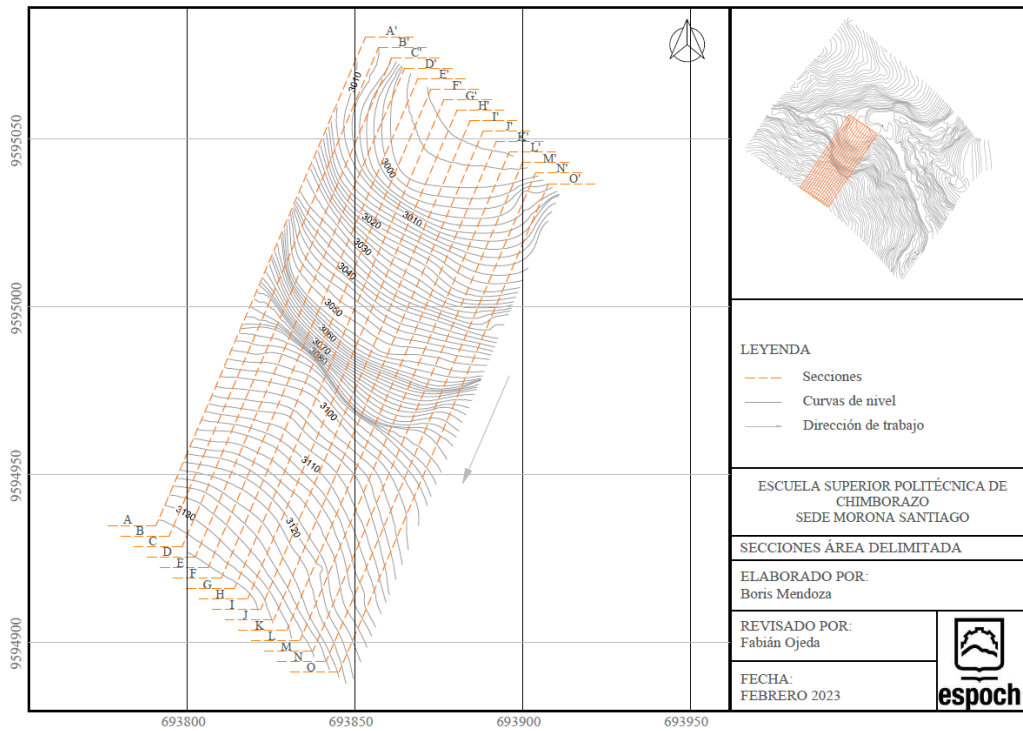


Ilustración 11 – 4: Secciones del área delimitada

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

En la tabla 4–4, se refleja el cálculo de volumen correspondiente al área delimitada, teniendo un volumen de 807 225.94m³ de material.

Tabla 4 – 4: Cálculo de volumen del área delimitada

	Sección	Distancia	Área	Volumen
Sección	A-A'	5	10803.49	54017.45
Sección	B-B'	5	10812.36	54061.80
Sección	C-C'	5	10648.75	53243.75
Sección	D-D'	5	10585.94	52929.70
Sección	E-E'	5	10579.23	52896.15
Sección	F-F'	5	10648.23	53241.15
Sección	G-G'	5	10724.13	53620.65
Sección	H-H'	5	10614.56	53072.79
Sección	I-I'	5	10703.01	53515.05
Sección	J-J'	5	10794.18	53970.90
Sección	K-K'	5	10805.29	54026.45
Sección	L-L'	5	10769.34	53846.70
Sección	M-M'	5	10907.37	54536.85
Sección	N-N'	5	10942.36	54711.80
Sección	O-O'	5	11106.95	55534.75
TOTAL				807225.94

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Otra manera de determinar las reservas del depósito es mediante el uso de software asistido por computadora de uso libre y con el programa AutoCAD se realizó la ilustración 12 – 4 que determina el volumen del área delimitada.

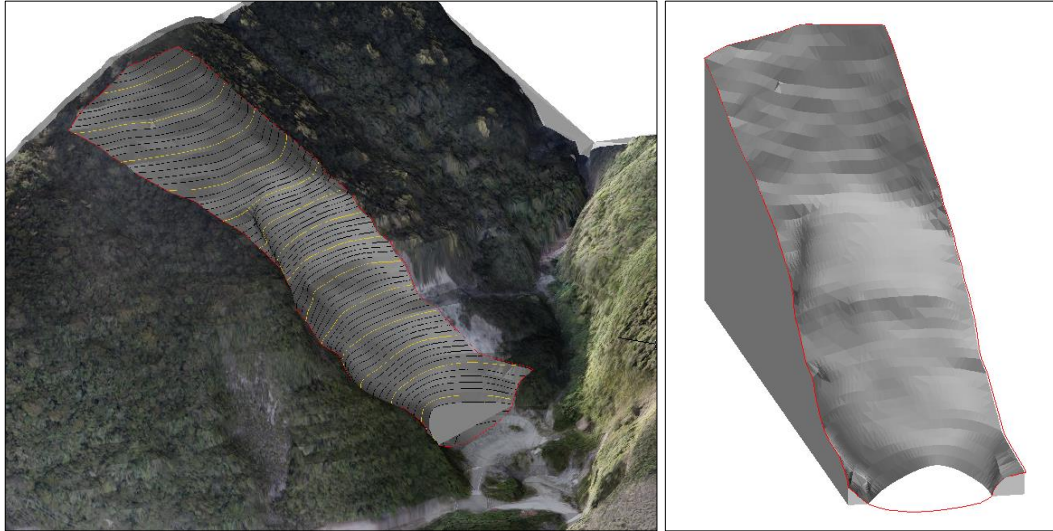


Ilustración 12 – 4: Vista 3D del área delimitada para cálculo de volumen

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

El volumen obtenido es de $784\,136\text{m}^3$ de material. El tonelaje aparente del depósito se obtiene al multiplicar el volumen por la densidad de la roca, como existen dos materiales con diferente densidad se va a emplear una densidad promedio de 2.39gr/ton , resultado del promedio de las densidades correspondientes.

La tabla 5 – 4, indica el tonelaje aparente del depósito mediante el método de secciones y con software.

Tabla 5 – 4: Cálculo del tonelaje aparente del área delimitada

Métodos de estimación	Densidad material gr/ton	Volumen m^3	Tonelaje ton
Secciones	2.38	807225.94	1921197.74
Software		784136.28	1866243.68
Diferencia		23089.66	54 954.06

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Analizando los resultados del tonelaje aparente del área delimitada, se tiene una diferencia de 54 954.06 toneladas de material. Para el diseño del sistema de explotación se va a trabajar con el tonelaje obtenido a través del software, pues tiene mayor precisión que el método por secciones.

4.2.4 Geotecnia

4.2.4.1 Valoración del macizo rocoso o Rock Mass Rating

De acuerdo con el sistema de clasificación Geomecánica RMR₈₉ de Bienawski, se efectuó el análisis de la calidad del macizo rocoso del área minera Ramos Huayco código 600575, obteniendo los siguientes resultados:

- Resistencia a la compresión: 32MPa.
- RQD: 63%.
- Espaciamiento de las discontinuidades: 0.26m.
- Longitud de las discontinuidades: 1.53m.
- Abertura: 11.33mm.
- Rugosidad: Ondulado.
- Relleno: Blando > 5mm.
- Alteración: Ligeramente alterado.
- Agua freática: Ligeramente húmedo.

La tabla 6 – 4 presenta el esquema de calificación de parámetros y la clasificación del macizo rocoso.

Tabla 6 – 4: Tabla de clasificación geomecánica RMR

1	Resistencia de la matriz rocosa	Ensayo de carga Puntual	>10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	Compresión simple		
		Compresión Simple	>250	250-100	100 - 50	50 - 25	25-5	5-1	<1
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 75%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de las discontinuidades		>2m	0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	6mm – 20mm	< 6mm		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	<1m	1 - 3m	3 - 10m	10 - 20m	>20m		
		Puntuación	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	<0.1mm	0.1 - 1.0mm	1 - 5mm	>5mm		
		Puntuación	6	5	3	1	0		

Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave	
Puntuación	6	5	3	1	0	
Relleno	Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno blando <5mm	Relleno blando >5mm	
Puntuación	6	4	2	2	0	
Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta	
Puntuación	6	5	3	1	0	
5 Agua freática	Caudal por 10m de túnel	Nulo	<10 litros/min	10 - 25 litros/min	25 - 125 litros/min	>125 litros/min
	Relación presión de agua/tensión principal mayor	0	0 - 0.1	0.1 - 0.2	0.2- 0.5	>0.5
	Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	húmedo	Goteando	Agua fluyendo
	Puntuación	15	10	7	4	0

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

La orientación de las discontinuidades para el macizo rocoso de la cantera Ramos Huayco se lo toma como medio.

Tabla 7 – 4: Corrección por la orientación de las discontinuidades

Dirección y buzamiento	Muy favorables	Favorables	Medios	Desfavorables	Muy desfavorables
Túneles	0	-2	-5	-10	-12
Puntuación Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

La tabla 8 – 4 presenta un resumen de los parámetros obtenidos para la valoración del RMR₈₉, mediante la clasificación geomecánica de Bienawski.

Tabla 8 – 4: Parámetros valorados para Bienawski

Parámetros	Valoración
1 Resistencia de la matriz rocosa	4
2 RQD	13
3 Espaciamiento entre discontinuidades	10
4 Estado de las discontinuidades	10
5 Agua freática	10
6 Corrección por la orientación de las discontinuidades	-25

La clasificación de Bienawski nos da un RMR_{89} de valoración igual a 22, correspondiente a una roca pobre perteneciente a la clase IV, este resultado se puede apreciar en la tabla 9–4.

Tabla 9 – 4: Valoración del RMR

Clase No	Descripción	RMR_{89}
I	Roca muy buena	81 a 100
II	Roca Buena	61 a 80
III	Roca discreta	41 a 60
IV	Roca pobre	21 a 40
V	Roca muy pobre	<20

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.2.5 Muestreo de minerales

Se realizó la recolección de diferentes muestras correspondientes al material A (interés) y al material B(estéril), el número de muestras tomadas en campo se detallan a continuación:

Cuatro muestras para ensayos de compresión, cinco muestras pequeñas para ensayos de humedad y % de absorción y cinco muestras para determinar la densidad y peso específico. En el material B se realizó la misma toma de muestras, dando un total de 28 muestras tomadas de la mina Ramos Huayco.

4.3 Análisis de las muestras

4.3.1 Propiedades físicas y químicas

4.3.1.1 Densidad

Tabla 10 – 4: Cálculo de la densidad

Muestra	Probeta + agua gr	Probeta + agua + muestra gr	Volumen inicial cm ³	Volumen final cm ³	Densidad gr/cm ³
Material 1A	98.14	100.76	30.00	31.10	2.38
Material 2A	98.27	101.43	30.00	31.10	2.88
Material 3A	97.96	100.80	30.00	31.00	2.84
Material 4A	97.83	100.41	30.00	31.00	2.58
Material 5A	98.03	101.26	30.00	31.10	2.94

Densidad promedio material A					2.72
Material 1B	190.57	197.78	70.00	73.80	1.90
Material 2B	190.55	196.17	70.00	72.90	1.94
Material 3B	190.11	198.46	70.00	74.00	2.09
Material 4B	190.19	196.89	70.00	73.10	2.16
Material 5B	190.31	197.40	70.00	73.30	2.15
Densidad promedio material B					2.05

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

La tabla 10 – 4, refleja los resultados de las densidades de los materiales de la mina, teniendo mayor densidad en el material de interés, la dacita tiene una densidad que oscila entre 2.63 – 2.75gr/cm³, por lo que forma parte del rango indicado y mediante la caracterización visual de la composición mineral se corrobora a la roca de interés como dacita.



Ilustración 13 – 4: Muestras para ensayos de densidades

Fuente: Mendoza, Boris, 2023



Ilustración 14 – 4: Cálculo de densidades

Fuente: Mendoza, Boris, 2023

4.3.1.2 *Peso específico*

De igual manera que con la densidad en los resultados de la tabla 11 – 4, el material de interés presenta un peso específico de 2672 N/m³ siendo mayor a los resultados obtenidos con respecto al material estéril el que tiene 2007 N/m³.

Tabla 11 – 4: Cálculo del peso específico

Muestra	Masa (m) gr	Peso (W) N	Volumen cm³	Volumen m³	Peso específico N/m³
Material 1A	2.62	0.026	1.10	0.00000110	2333
Material 2A	3.17	0.031	1.10	0.00000110	2823
Material 3A	2.84	0.028	1.00	0.00000100	2790
Material 4A	2.58	0.025	1.00	0.00000100	2534
Material 5A	3.23	0.032	1.10	0.00000110	2882
Peso específico promedio material A					2672
Material 1B	7.21	0.071	3.80	0.00000380	1861
Material 2B	5.62	0.055	2.90	0.00000290	1900
Material 3B	8.35	0.082	4.00	0.00000400	2047
Material 4B	6.70	0.066	3.10	0.00000310	2120
Material 5B	7.09	0.070	3.30	0.00000330	2109
Peso específico promedio material B					2007

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.3.1.3 Humedad

Tabla 12 – 4: Cálculo del porcentaje de humedad

Muestra	Muestra Natural gr	Muestra Seca gr	Humedad %
Material 1A	107.68	106.11	1.48
Material 2A	185.09	181.55	1.95
Material 3A	142.71	139.59	2.24
Material 4A	225.64	220.65	2.26
Material 5A	257.59	252.71	1.93
% de humedad del material A			1.97
Material 1B	277.09	257.82	7.47
Material 2B	221.73	209.85	5.66
Material 3B	132.06	121.69	8.52
Material 4B	80.20	75.64	6.03
Material 5B	140.52	136.22	3.16
% de humedad del material B			6.17

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

La tabla 12 – 4, refleja los resultados de los ensayos de porcentaje de humedad en los dos materiales analizados, en el material de interés se tiene un porcentaje de humedad de 1.97% valor mucho menor que el obtenido para el material estéril con resultado promedio de 6.17%.



Ilustración 15 – 4: Pesaje y secado en horno de las muestras.

Fuente: Mendoza, Boris, 2023

4.3.1.4 Porcentaje de absorción

Tabla 13 – 4: Cálculo del porcentaje de absorción

Muestra	Peso seco gr	Peso húmedo gr	% Absorción %
Material 1A	106.21	109.15	2.77
Material 2A	181.60	190.93	5.14
Material 3A	139.75	148.04	5.93
Material 4A	220.77	232.52	5.32
Material 5A	252.87	262.31	3.73
% de absorción del material A			4.58
Material 1B	257.82	275.86	6.54
Material 2B	209.85	232.68	9.81
Material 3B	121.69	135.48	10.18
Material 4B	75.64	81.40	7.08
Material 5B	136.22	153.18	11.07
% de absorción del material B			8.94

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

La tabla 13 – 4 presenta los resultados del porcentaje de absorción promedio de cada uno de los materiales. De igual manera que en la humedad, el material B (estéril) tiene un % de absorción de agua mayor que el material estéril.

La ilustración 16 – 4, indica los envases utilizados para desarrollar el ensayo de absorción para cada uno de los materiales de la mina, se tiene en total 10 muestras colocadas en su envase respectivo, debidamente saturado y etiquetado para un fácil reconocimiento.



Ilustración 16 – 4: Saturación de las muestras durante 24 horas

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.3.1.5 Resistencia a compresión

La tabla 14 – 4, refleja los valores obtenidos en campo, de resistencia a compresión uniaxial al haber aplicado el esclerómetro en el macizo rocoso, reflejando un valor promedio de 174MPa.

Tabla 14 – 4: Cálculo del ensayo a compresión uniaxial con esclerómetro

Elemento	Número de rebotes	Índice de rebote	Orientación	RCU MPa
Ventana 1	12	44	90° +	101
	10	62	90° +	225
	14	61	90° +	220
	9	48	90° +	138
	12	58	90° +	200
Ventana 2	13	50	90° +	140
	12	56	90° +	176
	10	45	90° +	95
	11	46	90° +	96

	10	48	90° +	98
	11	64	90° +	240
	13	60	90° +	220
Ventana 3	12	60	90° +	220
	12	61	90° +	221
	14	60	90° +	220
	Promedio			174

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

La tabla 15 – 4, indica la resistencia a compresión de los cubos de roca sometidos al ensayo, correspondientes al material de interés y al estéril.

Tabla 15 – 4: Cálculo del ensayo a compresión uniaxial en laboratorio

Cubo macizo	Área m ²	Carga kgf	RCU kgf/cm ²	RCU MPa
Material 1A	16.8	4142.47	246.58	24.18
Material 2A	17.63	7465.17	423.44	41.52
Material 3A	18.48	5332.47	288.55	28.30
Material 4A	17.64	6248.24	354.21	34.74
	RCU promedio			32.18
Material 1B	16.38	308.437	18.83	1.85
Material 2B	16.8	1263.87	75.23	7.38
Material 3B	16.8	574.872	34.22	3.36
Material 4B	17.2	808.215	46.99	4.61
	RCU promedio			4.30

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

La resistencia a compresión promedio para el material de interés es de 32.18MPa y para el material estéril se tiene una resistencia promedio de 4.30MPa, demostrando la poca resistencia que esta posee en comparación del material de interés.



Ilustración 17 – 4: Ensayo de resistencia a compresión en laboratorio y en campo

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Al revisar la tabla 14 – 4 y 15 – 4 se puede evidenciar que existe una alta variación en los resultados obtenidos en campo y en laboratorio. Para este estudio se va a considerar los resultados obtenidos en laboratorio por ser un ensayo más preciso además de brindar mayor seguridad en el diseño del sistema de explotación.

Tabla 16 – 4: Clasificación en base a la resistencia de la roca

Resistencia a compresión MPa	Descripción
1 - 5	Muy blanda
5 - 25	Blanda
25 - 50	Moderadamente dura
50 - 100	Dura
100 - 250	Muy dura
> 250	Extremadamente dura

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

La roca de estudio tiene una resistencia a la compresión uniaxial de 32MPa. Con este valor obtenido la tabla 16 – 4 clasifica a la roca de estudio como moderadamente dura,

4.3.1.6 Cohesión y ángulo de fricción

La siguiente información presentada en la tabla 17 – 4, indica los parámetros considerados para el cálculo de los valores de cohesión y ángulo de fricción, de los materiales de la cantera.

Tabla 17 – 4: Parámetros para cálculo de cohesión y ángulo de fricción

	Dacita	Estéril
RCU	32 MPa	4MPa
GSI	37	21
Tipo de roca	Ígnea	Sedimentaria
Textura	Fina	Fina
Tipo de excavación	Mecánica	Mecánica
Peso específico	0.026 MN/m ³	0.0020MN/m ³
Altura de banco	5m	5m

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Con los datos indicados, se procede a insertar los datos en el software Rock Data, pues nos permite tener un valor estimado de la cohesión y ángulo de fricción para los materiales de la mina.

<p>Hoek-Brown Classification intact uniaxial compressive strength = 32 MPa GSI = 37 mi = 15 Disturbance factor = 0.7</p> <p>Hoek-Brown Criterion mb = 0.471 s = 0.0001 a = 0.514</p> <p>Mohr-Coulomb Fit cohesion = 0.065 MPa friction angle = 52.92 deg</p> <p>Rock Mass Parameters tensile strength = -0.007 MPa uniaxial compressive strength = 0.293 MPa global strength = 2.731 MPa modulus of deformation = 1739.76 MPa</p>	<p>Hoek-Brown Classification intact uniaxial compressive strength = 4 MPa GSI = 28 mi = 10 Disturbance factor = 0.7</p> <p>Hoek-Brown Criterion mb = 0.191 s = 2.94e-5 a = 0.526</p> <p>Mohr-Coulomb Fit cohesion = 0.015 MPa friction angle = 31.84 deg</p> <p>Rock Mass Parameters tensile strength = -0.001 MPa uniaxial compressive strength = 0.017 MPa global strength = 0.200 MPa modulus of deformation = 366.39 MPa</p>
--	---

Ilustración 18 – 4: Cálculo de cohesión y ángulo de fricción

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Con los resultados de la ilustración 18 – 4, se obtienen los siguientes resultados para la roca de interés y el material estéril.

Dacita

- Cohesión: 0.065 MPa.
- Ángulo de fricción: 52.92°.

Estéril

- Cohesión: 0.015 MPa.
- Ángulo de fricción: 54.5°.

Las investigaciones de Tisnado, et al. (2016), Hernández, (2014) y Salinas (2014) en la tabla 18 – 4 reflejan los resultados de sus investigaciones de cohesión y ángulo de fricción para rocas ígneas, sedimentarias y metamórficas.

Tabla 18 – 4: Resultados de cohesión y ángulo de fricción

Litología	Tisnado et. al. (2016)		Hernández, (2014)		Salinas, (2014)	
	Cohesión MPa	Ángulo de fricción	Cohesión MPa	Ángulo de fricción	Cohesión MPa	Ángulo de fricción
Rocas ígneas	0.09	41	35 - 55	35 - 45	0.14 - 29	35.5 - 55.4
Rocas Sedimentarias	0.034	31	1-30	25-45	0.42 - 11	38 - 41
Rocas metamórficas	0.0345	31.5	20 - 40	30 - 40	26	42.9

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

De la tabla 18 – 4 los valores de cohesión tienen un rango de 0.09 – 35 MPa y el ángulo de fricción tiene un rango que va de 35 – 55°, por lo que el valor máximo de la tabla será de 55MPa.

Para el diseño del sistema de explotación se va a considerar los resultados obtenidos del software de geotecnia, pues considera varios parámetros que se han obtenido a través de los ensayos de laboratorio.

4.3.1.7 Factor de esponjamiento

Para la mina Ramos Huayco se considera un factor de esponjamiento de 1.15, por motivo de contar con la presencia de rocas blandas, debido a la alteración que sufrió la capa superior.

4.4 Diseño de sistema de explotación

Para definir el sistema de explotación es necesario conocer las características que posee el yacimiento, la tabla 19 – 4, indica la geometría del depósito.

Tabla 19 – 4: Geometría del depósito de la cantera

	Parámetros	Características
Sistema de explotación	Por su forma	Estratificados y filonianos: Aquellos que se presentan siguiendo dos direcciones preferentes y albergan un tonelaje relativamente pequeño
	Por el relieve del terreno original	En ladera: pueden ser a favor o contra talud, según la disposición de las masas mineralizadas
	Por su proximidad a la superficie	Superficial: cuando no existe material de recubrimiento o este presenta un espesor inferior a los 20 o 30m
	Por la inclinación	Verticales: con ángulos comprendidos entre los 70 - 90 grados
	Por la complejidad o número de mineralizaciones	Simples: se caracterizan a por una estructura homogénea sin presencia de otros niveles mineralizadores, en este caso se extraen todos los minerales conjuntamente con el yacimiento
	Por la distribución de la calidad del mineral en el yacimiento	Uniformes: cuando la calidad es la misma dentro de los límites del tajo
	Por el tipo de roca dominante	Las rocas del estéril de recubrimiento son blandas y densas, con el mineral y rocas de intrusión compactas o meteorizadas de origen ígneo o metamórfico.

Fuente: Bustillo y López, 1996

Realizado por: Mendoza Boris, 2023

Analizando las características que tiene el yacimiento se define el método de explotación propuesto por Bustillo y López (1996, p.191), entre lo cual, la proximidad a la superficie del depósito es un factor principal para descartar los métodos de explotación subterráneos o mixtos.

Tabla 20 – 4: Elección del método de explotación

Resistencia de la roca	Sistema de arranque	Geometría	Método
------------------------	---------------------	-----------	--------

Superficial a cielo abierto	Consolidadas con cualquier resistencia	Mecánicos	Cualquier forma e inclinación, potente de grandes dimensiones	Corta
			Tabular y masivo, cualquier inclinación, potente y dimensiones reducidas.	Cantera
			Tabular, reducida inclinación, poco potente, escaso recubrimiento y grandes dimensiones.	Descubierta
			Tabular, reducida inclinación, potencia media, bastante recubrimiento y grandes dimensiones.	Terraza
			Tabular, reducida inclinación, pequeña potencia, recubrimiento y dimensiones variables	Contorno
	Inconsolidadas o permeables	Hidráulicos	Tabular, tumbado, pequeña potencia, dimensiones reducidas	Monitor Hidráulico
			Tabular, tumbado, bastante potencia, grandes dimensiones.	Dragado
			Cualquier forma e inclinación, potente y grandes dimensiones	Minería por sondeos
			Cualquier forma, inclinado, potente y grandes dimensiones	Lixiviación

Fuente: Bustillo y López, 1996

Realizado por: Boris Mendoza

Analizando la tabla 20 – 4, se describe la elección del método de explotación. Para el área de estudio se elige el método de explotación a cielo abierto, en primer lugar, por el trabajo que se viene desarrollando en la mina, la poca profundidad que tiene el depósito y los aspectos geométricos del área minera, definen un sistema de explotación a cielo abierto por canteras.

4.4.1 Alternativas del sistema de explotación

Considerando el frente de explotación se determinó analizar los sistemas de explotación por bancos ascendentes y bancos descendentes, pues de manera general, son los sistemas que se acoplan de mejor manera a la morfología de la cantera.

4.4.1.1 Excavación por bancos descendentes

Este método de explotación permite iniciar la restauración con antelación y desde los bancos superiores hasta los de menor cota; desde el inicio de la explotación se tienen mayores

rendimientos en el arranque, cargue y transporte, y mayor control en las condiciones de seguridad para el personal y la maquinaria.

Entre las desventajas de la aplicación de este método se cuenta la definición previa del talud final y consecuentemente, un proyecto a largo plazo, además, exige construir toda la infraestructura para acceder a los niveles superiores desde el principio y obliga a una mayor distancia de transporte en los primeros años de la cantera lo que requiere una fuerte inversión (Contento y Pinto, 2015, p.60).

4.4.1.2 *Excavación por bancos ascendentes.*

Es la alternativa más frecuente por la facilidad de apertura de las canteras y la mínima distancia de transporte inicial hasta la planta de tratamiento; con este método de explotación el frente de trabajo está siempre activo, excepto en una pequeña zona. Debido a que el frente es progresivamente más alto, es inconveniente desarrollar la restauración ambiental de los taludes antes de finalizar toda la etapa de explotación (Castillo, 2020, p.60).

4.4.1.3 *Análisis de exclusión entre los sistemas de explotación*

Para definir el sistema de explotación de la mina, se va a desarrollar un análisis de exclusión entre los sistemas de e, considerando aspectos geológicos, técnicos y morfológicos de la cantera.

Tabla 21 – 4: Análisis multicriterio para elección del sistema de explotación

	Descripción
Extracción por bancos ascendentes	Realizar la excavación con bancos ascendentes va a generar una mezcla entre el material de interés y el estéril. En temas de seguridad la parte superior de la cantera tiene propiedades que no garantizan la estabilidad de los bancos de trabajo.
Extracción por bancos descendentes	Cómo se va a realizar un destape del material estéril de la capa superior por la baja resistencia que posee, es más conveniente la aplicación de este sistema En temas de seguridad tiene un mayor control de las labores que se están ejecutando. Es más fácil de aplicar en el avance actual que tiene la cantera, presentando mayor eficiencia al aplicar este sistema.

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

La tabla 21 – 4, presenta diferentes ventajas al aplicar cada uno de los sistemas de explotación, por lo que, en una revisión de cada aspecto analizado en el área de estudio se va a aplicar el sistema de explotación por bancos descendentes, por el mayor número de ventajas que presenta.

La clasificación de E. F. Shesko nos ayuda a definir el transporte del estéril para el sistema de explotación. Para el diseño de explotación se va a aplicar el sistema B – 4, pues, este sistema considera el acarreo del estéril con medio de transporte a la escombrera interior.

Tabla 22 – 4: Elección del sistema de explotación según E. F. Shesko

Código	Grupos de sistemas de explotación	Sistemas de explotación	Designación convencional del sistema
A	Con trasbordo del estéril a la escombrera por medio del excavadora o escombros - transbordadores (desplazamiento transversal) o llamados sin transporte	Con trasbordo directo del recubrimiento	A - 1
		Con trasbordo múltiple del recubrimiento por excavadoras	A - 2
		Con trasbordo del recubrimiento por medio de escombros transbordadoras	A - 3
B	Con acarreo del estéril a la escombrera con ayuda de medios de transporte (desplazamiento longitudinal) o llamados también con transporte	Con trasbordo de estéril:	
		A la escombrera interior	B - 4
		A la escombrera exterior	B - 5
		A la escombrera interior y exterior	B - 6
C	Con transporte y trasbordo del estéril a las escombreras (desplazamiento transversal y longitudinal) o llamado también combinado.	Con transporte parcial del estéril a las escombreras interiores o exteriores	C - 7
		Con trasbordo parcial del estéril a la escombrera interior	C - 8
A - 0	Con pequeño volumen de trabajo de destape cuando el desplazamiento del estéril a la escombrera no tiene significado esencial		A - 0

Fuente:(Sosa, 1989)

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

La ilustración 19 – 4 indica un resumen general del método y sistema de explotación que se va a emplear para el diseño del sistema de explotación.

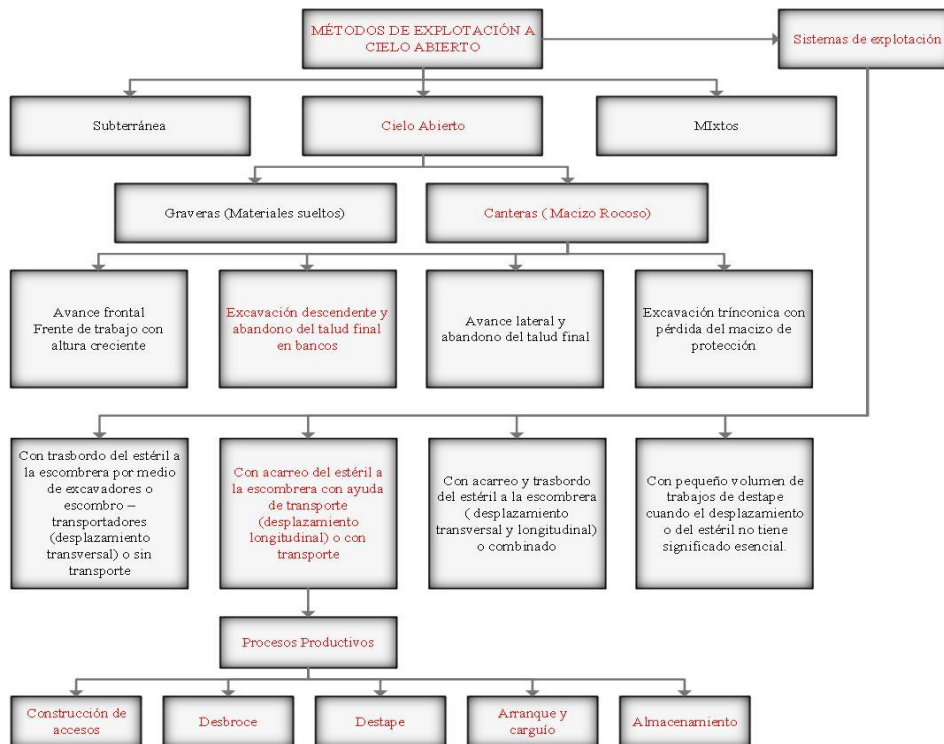


Ilustración 19 – 4: Método y sistema de explotación

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.4.2 *Labores mineras*

Tomando en cuenta los trabajos a ejecutar, las labores mineras se van a realizar de la siguiente manera:

- Construcción de accesos hasta la cota 3034, en la cual empieza nuestra roca de interés.
- Desbroce de la cobertura vegetal.
- Destape del material estéril.
- Arranque y carguío mecanizado del material.
- Almacenamiento en patios de stock.

4.4.3 *Parámetros técnicos operativos*

4.4.3.1 *Dirección de explotación*

La explotación actual en el frente de trabajo se viene ejecutando con dirección NE – SO, para este estudio se considera mantener la dirección de explotación que se viene desarrollando en la mina.

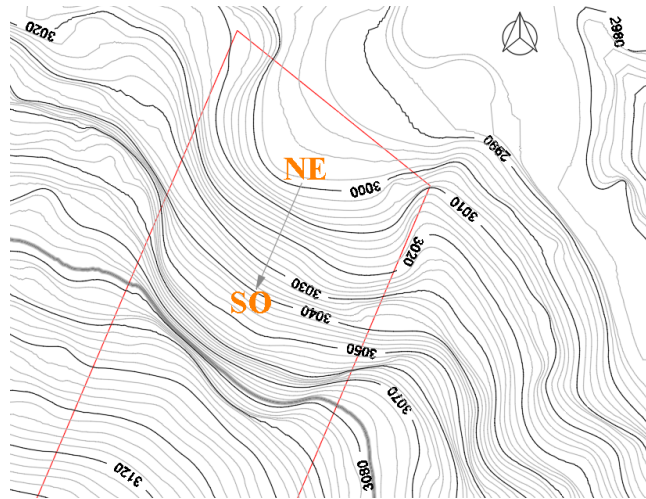


Ilustración 20 – 4: Dirección de explotación de la cantera

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.4.3.2 Profundidad de la cantera

En base a las propiedades de la roca se ha planteado realizar el desbroce y destape del material estéril, que va desde la cota superior 3134msnm hasta la cota 3058msnm, siendo esta la cota superior del material y como cota inferior 2998 msnm. La ilustración 21 – 4 refleja las dimensiones que tiene el depósito.

$$\text{Profundida de C.} = C_{\text{max}} - C_{\text{min}}$$

$$\text{Profundida de C.} = 3058 - 2998$$

$$\text{Profundida de C.} = 60\text{m}$$

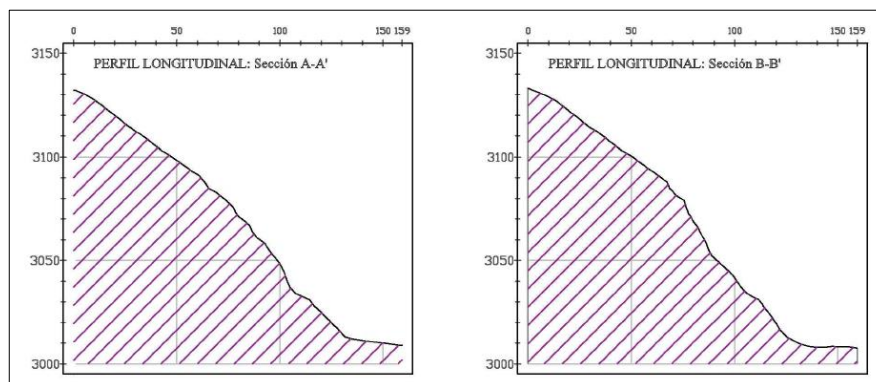


Ilustración 21 – 4: Profundidad de la cantera secciones A-A' y B-B'

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.4.3.3 Producción anual

La producción anual se encuentra en función de la demanda de materiales de construcción, y lo establecido en la ley de minería, para así definir la maquinaria que se va a emplear. La ubicación de la cantera en la parroquia resulta beneficiosa, pues, dentro de la parroquia no hay más canteras de materiales de construcción, por lo que resulta viable en cuanto a la demanda en la parroquia.

La capacidad instalada de explotación en pequeña minería se encuentra en el artículo 138 de la Ley de Minería y establece una capacidad de hasta 300 toneladas métricas por día con relación la extracción de no metálicos y materiales de construcción.

La producción diaria se establece en base al número de volquetes, capacidad y número de viajes, por lo que:

$$Pd = 1 * 12m^3 * 8$$
$$Pd = 96m^3$$

La producción anual es el producto de los días laborables anual y producción diaria teniendo el siguiente resultado:

$$Pa = 250 * 96$$
$$Pa = 24000ton/año$$

Por ende, al año se tiene previsto una producción de 24 000 toneladas para una producción diaria de 96m³ de material.

4.4.3.4 Vida útil

Se determina con la siguiente ecuación:

$$T = \frac{V}{Pa}$$

Donde:

T: tiempo de vida útil de la cantera (años).

V: volumen del material extraíble (m³).

Pa: producción anual.

$$T = \frac{321910.87m^3}{24000m^3} = 13.41 \text{ años}$$

$$T = 14 \text{ años}$$

Por consiguiente, la zona delimitada de la cantera Ramos Huayco tiene una vida útil de 14 años.

4.4.3.5 *Altura de bancos*

De acuerdo con el método establecido por Sosa (1989), la altura del banco se determinará de acuerdo con las dimensiones de los equipos de arranque y carga, además de las propiedades del macizo rocoso.

Para el frente de explotación, se plantea el uso de una retroexcavadora, razón por la cual, la altura del talud se definirá acorde a la longitud máxima del alcance del brazo (Bermeo, 2017, p.64).

$$Hb = Hmax * 0.9$$

Donde:

Hb: altura de banco

Hmax: altura máxima de alcance del equipo de arranque (m): Retroexcavadora Caterpillar 420D

$$Hb = 5.56m * 0.90$$

$$Hb = 5.004m$$

4.4.3.6 *Número de bancos*

Para determinar el número de bancos que conformará el sistema de explotación se emplea la siguiente ecuación:

$$N^{\circ} \text{ bancos} = \frac{\text{Profundidad del depósito}}{\text{Altura de bancos}}$$

$$N^{\circ} \text{ bancos} = \frac{60}{5} = 12 \text{ bancos}$$

Así que, se debe realizar doce bancos de 5m desde la cota 3058 hasta el nivel 2998.

4.4.3.7 Ángulo de talud en bancos

Para determinar el ángulo de talud en bancos se puede realizar de las siguientes formas:

Ángulo de talud aplicando la forma empírica $\alpha = \arctan(f)$

La ecuación del ángulo de talud comprende la relación entre el coeficiente de resistencia de los tipos de roca con el ángulo de resistencia interna de los materiales estudiados. Se toma como referencia la siguiente ecuación:

$$\alpha = \arctan(f)$$

Donde:

f: coeficiente de resistencia de Protodiaknov.

Para determinar “f” se va a emplear la tabla de clasificación geomecánica de rocas de Protodiaknov, esta, considera la resistencia que posee la roca e indica varias características de diferentes materiales. Para la zona de estudio la tabla 23 – 4, no describe una litología exacta para el material de la cantera, por lo que se va a clasificar en base al grado de resistencia que posee la roca, para esto se va a asignar el coeficiente de resistencia de Protodiaknov igual a 3, considerando al material como el último valor para rocas de resistencia media.

Tabla 23 – 4: Clasificación geomecánica de rocas de Protodiaknov

Categoría	Grado de resistencia de la roca	Rocas	Coefficiente de resistencia f
I	Rocas resistentes en alto grado	Las cuarcitas y basaltos resistentes, compactos y viscosos. De dureza exclusiva en relación a otras rocas	20
II	Rocas muy resistentes	Rocas granitoides muy resistentes. Pórfido cuarcífero, esquistos silíceos. Cuarcitas menos resistentes. Las areniscas y calizas más resistentes	15
III	Rocas resistentes	Granito (compacto) y rocas graníticas. Areniscas y calizas muy resistentes. Filones de cuarzo material. Conglomerados resistentes. Materiales ferrosos muy resistentes	10
III a	Idem	Calizas (resistentes). Granito no resistente. Areniscas resistentes. Mármol resistente, dolomita resistente	8
IV	Rocas suficientemente resistentes	Arenisca común. Materiales de hierro	6
IV a	Idem	Esquistos arenosos, areniscas esquistosas	5

V	Rocas de resistencia media	Esquistos arcillosos resistentes, areniscas y calizas no resistentes, conglomerados suaves.	4
V a	Idem	Diferentes esquistos (no resistentes). Margas compactas	3
VI	Rocas suficientemente suaves	Esquistos suaves. Calizas, sal gema, yeso muy suave. Suelos congelados. Antracita. Margas corrientes. Areniscas desmenuzadas, suelos pedregosos	2
VI a	Idem	Suelos cascajosos, Esquistos destrozados, arcillas y ripios prensados, carbón de piedra resistente, arcilla endurecida.	1.5
VII	Rocas suaves	Arcilla (compacta). Carbón de piedra suave, recubrimientos resistentes, suelos arcillosos.	1
VII a	Idem	Arcilla arenosa suave, grava	0.8

Fuente: (Protodiaknov, 1962)

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Aplicando la ecuación antes mencionada, se determina el ángulo de talud.

$$\alpha = \arctan(3) = 71^\circ$$

Se determina un ángulo de 71° para bancos de trabajo y de liquidación, sin embargo, para el diseño se va a emplear un ángulo de 65° por motivos de seguridad.

Para el ángulo de talud en receso se va a analizar el grupo de rocas poco resistentes, peñascosas y semi peñascosas de la tabla 23 – 4, pues cumple con el rango de la resistencia a compresión, además de ciertas características del macizo rocoso, asignando un valor de 45 o 50° , siendo este, el valor mínimo para este grupo de rocas.

Tabla 24 – 4: Ángulos para taludes en las canteras

Grupo de rocas	Características del macizo rocoso	Altura del banco	Ángulo de talud en bancos (grados)		
			En trabajo	Para un banco	Para 2-3 unidos
	Rocas altamente resistentes, sedimentarias, metamórficas y rocas efusivas.	15 - 20	Hasta 90	70 - 75	65 - 70
Rocas peñascosas $R_{comp} > 80\text{MPa}$ $f < 8$	Rocas resistentes poco fracturadas y débilmente meteorizadas, sedimentarias. Metamórficas y efusivas	15 - 20	Hasta 80	60 - 75	55 - 60
	Rocas resistentes, fracturadas y débilmente meteorizadas, sedimentarias. Metamórficas y efusivas.	15 - 20	Hasta 75	55 - 60	50 - 55

Rocas poco resistentes, peñascosas y semi peñascosas $8 \leq R_{comp} < 80 \text{Mpa}$ $f > 8$	Rocas sedimentarias, metamórficas y efusivas de la zona meteorizada, calizas relativamente estables en los taludes, areniscas, alebrolitas y otras rocas sedimentarias con cemento sílico, conglomerados, gneis, porfiritas, granitos, tobas.	10 - 15	70 - 75	50 - 55	45 - 50
Rocas poco resistentes, peñascosas y semi peñascosas $1 \leq f \leq 8$	Rocas sedimentarias, metamórficas y efusivas, altamente meteorizadas y todas las rocas intensamente meteorizadas en los taludes (argilitas, alebrolitas, esquistos)	10 - 15	60 - 70	35 - 45	35 - 40
Rocas suaves y granuladas (pulfurentas) $R_{comp} = 8 \text{MPa}$ $f < 1$	Rocas arcillosas, así como también todas las rocas desintegradas Rocas arcillo - arenosa Rocas gravo - arenosas	10 - 15 10 - 15 10 - 15	50 - 60 40 - 50 Hasta 40	40 - 45 35 - 45 30 - 40	35 - 40 30 - 40 25 - 35

Fuente: Sosa, (1989).

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

De acuerdo con los parámetros de diseño del ángulo de talud, altura de banco y ancho de berma, se ha obtenido un ángulo de receso de 43° , el cual se encuentra por debajo del valor estimado en la tabla 24 – 4, siendo aceptable para el estudio de la cantera.

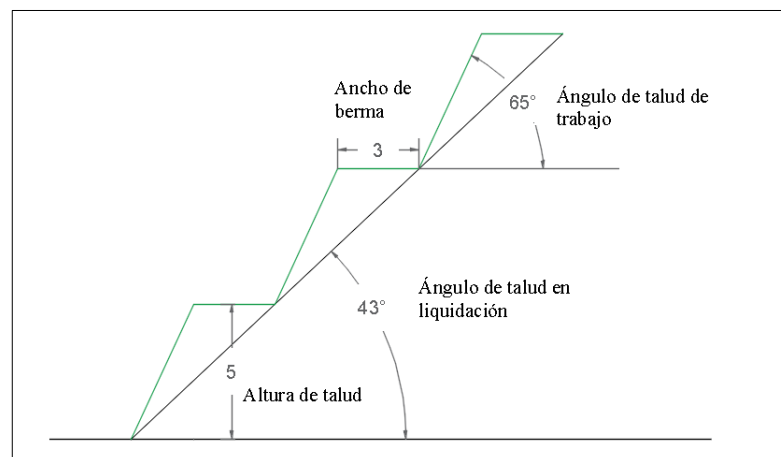


Ilustración 22 – 4: Ángulo de talud de trabajo y de receso

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.4.3.8 Coeficiente de estabilidad para taludes

Vargas (2019, p.79), define al coeficiente de estabilidad de taludes como la relación entre las fuerzas que se oponen al deslizamiento del mismo.

Este coeficiente se calcula con la siguiente ecuación:

$$n = \sqrt[N]{\frac{T + b}{a}}$$

Donde:

n: coeficiente de estabilidad del talud en banco.

N: índice que depende de la roca y mecanismo de meteorización.

T: tiempo de existencia de cantera.

a, b: coeficientes dependientes de la consistencia de la roca.

Los coeficientes a, b, están dados en la tabla 25 – 4, en base a las características de la roca y el ángulo de receso, se determinan los siguientes valores para los coeficientes.

Tabla 25 – 4: Magnitud de los coeficientes a, b, N

Características de la roca	Ángulo de talud de borde								
	10° - 30°			30° - 60°			> 60°		
	a	b	N	a	b	N	a	b	N
Homogéneas, frágiles sin debilitamiento	1.2	0.9	6.0	1.2	0.9	5.2	1.2	1.0	4.8
Continuas, poco fracturadas con cohesión, poco frágil	1.2	0.9	5.5	1.1	0.9	4.8	1.1	0.9	4.6
Continuas, fracturadas con ligazón estructural, frágil moderada	1.1	0.8	5.0	1.0	0.8	4.6	1.1	0.8	4.2
Heterogéneas de estructura blocosa con distribución grandemente irregular de las tensiones en el macizo	1.1	0.8	4.5	1.0	0.8	4.3	1.0	0.7	4.0

Fuente: Herrera, 2016

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Observando la tabla anterior se definen los siguientes valores:

a: 1.

b: 0.8.

N: 4.3.

Aplicando estos coeficientes en la ecuación del coeficiente de estabilidad para taludes.

$$n = \sqrt[N]{\frac{T + b}{a}}$$
$$n = \sqrt[4.3]{\frac{15 + 0.8}{1}}$$
$$n = 1.90$$

El coeficiente de estabilidad obtenido, indica que las fuerzas que se oponen al movimiento son aproximadamente el doble de aquellas que favorecen el desplazamiento, por lo que, se define que el talud del borde de la cantera permanecerá estable.

4.4.3.9 Ancho de plataformas de trabajo y receso

La plataforma de trabajo debe permitir la maniobra de la maquinaria utilizada, la cual se determina con la siguiente ecuación:

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

Donde:

V: Cunetas de coronación.

A: Espacio de amontonamiento.

C: Espacio de maniobra de la excavadora.

T: Ancho de la vía.

B: Berma de seguridad.

- **Espacio de amontonamiento**

Se calcula con respecto al ángulo de reposo del material suelto, aproximadamente 61° , dato tomado en campo y con la altura del banco de 5m, aplicando funciones trigonométricas se tiene la siguiente expresión:

$$A = \frac{5m}{\tan(65^\circ)}$$
$$A = 2.33 = 2.40m$$

- **Espacio de maniobra de volquete**

Comprende el ancho del volquete por un coeficiente 1.5, obteniendo el siguiente valor:

$$C = 2.34 * 1.5m$$
$$C = 3.51 = 3.55m$$

El espacio de maniobra de volquete se determinó en 3.51m, para el diseño se establece un ancho de 3.55m para brindar mayor seguridad para trabajar.

- **Ancho de la vía**

Se emplea la siguiente ecuación:

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

Donde:

A: ancho del equipo (2.45m) correspondiente al ancho del volquete.

n: número de carriles.

Se toma el ancho del equipo mayor, dejando la siguiente expresión:

$$C = 2.45m * (0.5 + 1.5 * 1)$$
$$C = 4.9 = 5m$$

- **Berma de seguridad**

Se calcula para evitar accidentes dentro de las operaciones mineras, según el criterio de Ritchie (1963), modificadas por Evans y Call (1992), determina la siguiente ecuación para bancos con alturas menores a 9 metros.

$$B = 0.2H + 2m$$
$$B = 0.2 * 5m + 2m$$
$$B = 3m$$

- **Cunetas de coronación**

Son aquellas estructuras de drenaje que se construyen al pie de cada uno de los taludes, para recolectar las aguas que bajan por el mismo y conducir las hacia las quebradas anexas al área de explotación, con el objetivo de evitar la erosión del terreno y reducir la inestabilidad del talud.

Para este sistema de explotación se consideraron cunetas de coronación triangulares de 0.75m de ancho y 0.50m de profundidad, ubicadas en cada uno de los taludes de trabajo, encargadas de recolectar y redirigir el agua recolectada para garantizar la estabilidad de los taludes.

Entonces, reemplazando los valores obtenidos tenemos el siguiente resultado para el ancho de la plataforma de trabajo.

$$B_{pt} = V + A + C + T + B$$
$$B_{pt} = 2.40m + 3.55m + 5m + 3m + 0.75m = 14.70m$$

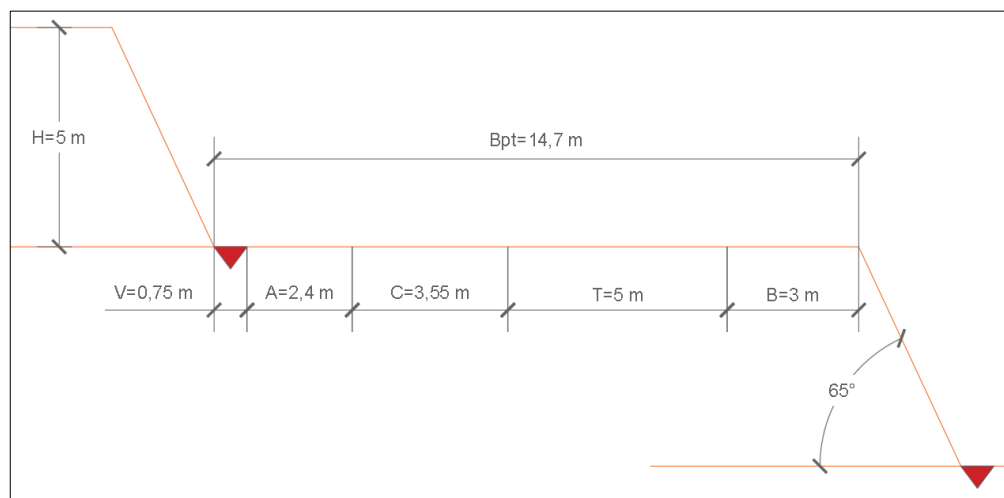


Ilustración 23 – 4: Bancos y plataforma de trabajo

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

La ilustración 23 – 4, indica el ancho de la plataforma de trabajo con los espacios correspondientes que la conforman.

4.5 Modelación del diseño

Antes de realizar la modelación del diseño del sistema de explotación, se va a definir los servicios básicos de la mina, para esto, la ilustración 24 – 4 indica los nuevos espacios establecidos para el campamento, patio de stock, frente de trabajo, rampas y escombrera.

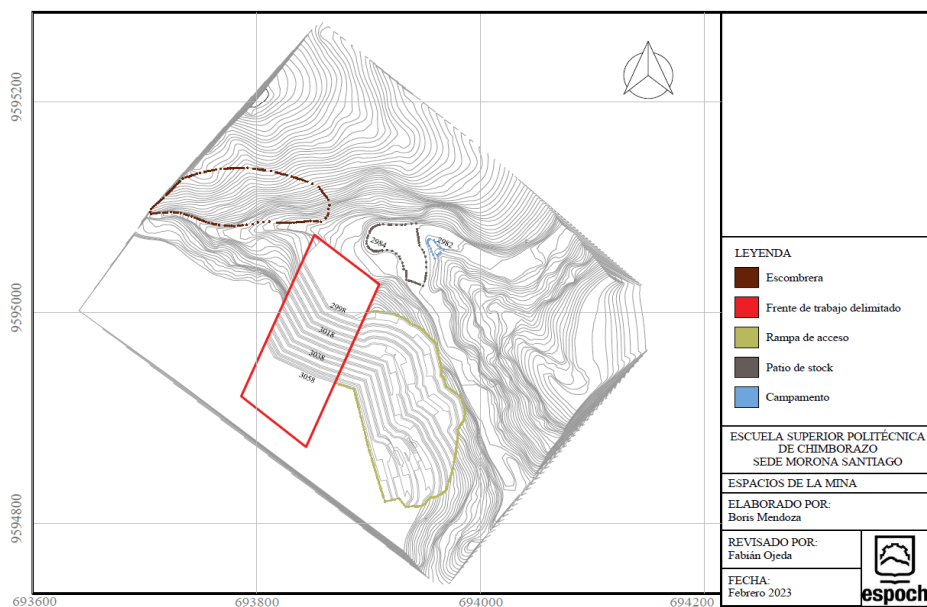


Ilustración 24 – 4: Ubicación de espacios en la mina

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.5.1 Metodología de explotación

El material de la mina Ramos Huayco será extraído con el método de explotación a cielo abierto, empleando un sistema de explotación de bancos descendentes determinado en el punto 4.5 Diseño de sistema de explotación. Se definió la construcción de 12 bancos de 5m de altura donde, se va a extraer el material en sentido NE – SO hasta conformar la plataforma de trabajo de 14.70m conformada por: cunetas de coronación, espacio de amontonamiento, espacio de maniobra de la excavadora, ancho de la vía y berma de seguridad. En la base del talud se define la construcción de las cunetas de coronación de forma triangular de sección 0.375m^2 , encargadas de recolectar el agua lluvia y dirigirlas a la quebrada de descarga en el extremo NO del frente de explotación.

El transporte del estéril a la escombrera será mediante el tractor oruga de la marca Caterpillar modelo D6D, que moverá el estéril y lo dejará caer por gravedad hasta la escombrera, mientras que, el material de interés será almacenado en el patio de stock para ser comercializado.

El avance en el frente de extracción seguirá la misma trayectoria de NE a SO, de manera secuencial hasta completar cada etapa de explotación, que va desde la cota superior 3058 hasta la cota inferior 2998, con taludes de 5m de altura y bermas de receso de 3m.

Antes de iniciar con las etapas de explotación se va a realizar una etapa de preparación, la cual consiste en remover la capa vegetal y el material estéril hasta llegar a la cota 3058, para esto, se

va a adecuar la vía existente de la mina en un costado del frente de explotación, con el objetivo de conformar la plataforma de trabajo en ese nivel, el material estéril se va a transportar hasta el borde de la plataforma y se va a dejar caer por gravedad hacia la escombrera, luego con la retroexcavadora se va a dar forma a la escombrera.

Una vez conformada la plataforma inicial en la cota 3058, la retroexcavadora Caterpillar modelo 420D empieza a arrancar el material que se encuentra en el borde del frente de trabajo para luego mediante el giro permisible del brazo colocar el material en apilamientos provisionales, los mismos que reposaran en la plataforma antes mencionada, en caso de tener material estéril, este se lo dirige a la escombrera y si es roca de interés se transporta al patio de stock, donde el personal obrero procede a realizar el proceso de reducción de tamaño de la roca de granulometría mayor a granulometría menor con la ayuda de herramientas manuales, para posterior a ello el material sea almacenado y comercializado.

4.5.2 Etapas de explotación

El sistema de explotación está formado por cuatro etapas, una de preparación del terreno y las tres siguientes son etapas de explotación del material de la mina. En la etapa de preparación se extraerá 804 032 m³ de material, hasta conformar la plataforma de trabajo en el nivel 3058. Desde esta cota, se realizará la extracción de 105 473m³ de material correspondiente a la primera etapa de explotación. En la segunda etapa de explotación se extraerá un volumen total de 127 013m³ de material y en la tercera etapa de explotación se extraerá un volumen de 117 115m³. Cada etapa está conformada por un total de 12 bancos de cinco metros de altura con ángulos de talud de 60° y bermas de seguridad de tres metros.

En la tabla 26 – 4 se indican los valores de extracción de material correspondiente a la etapa de preparación y las etapas de explotación, mientras la ilustración 25 – 4 indica de manera gráfica las etapas de preparación y explotación.

Tabla 26 – 4: Etapas de explotación

Fase	Volumen
Preparación	804032.4 m3
Etapas 1	55078.73 m3
Etapas 2	34624.75 m3
Etapas 3	58439.15 m3
Total	952175.0 m3

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

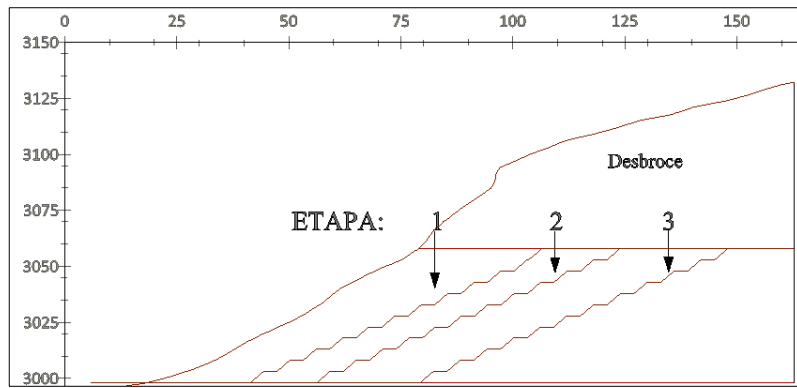


Ilustración 25 – 4: Diseño de las etapas de explotación.

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.5.3 Preparación

El área delimitada en el frente de explotación tiene 136m de altura, la cota superior se encuentra en el nivel 3134, mientras que la cota inferior está en el nivel 2998, por lo que es necesario preparar el terreno, para esto, se va a retirar todo el material que se encuentra sobre la cota 3058, pues el sistema de explotación se plantea a partir de este nivel.

La ilustración 26 – 4 indica las secciones empleadas para el cálculo de volumen en la etapa de preparación, mientras que, en el anexo E se detallan las 16 secciones empleadas en el cálculo del volumen que se va a retirar.

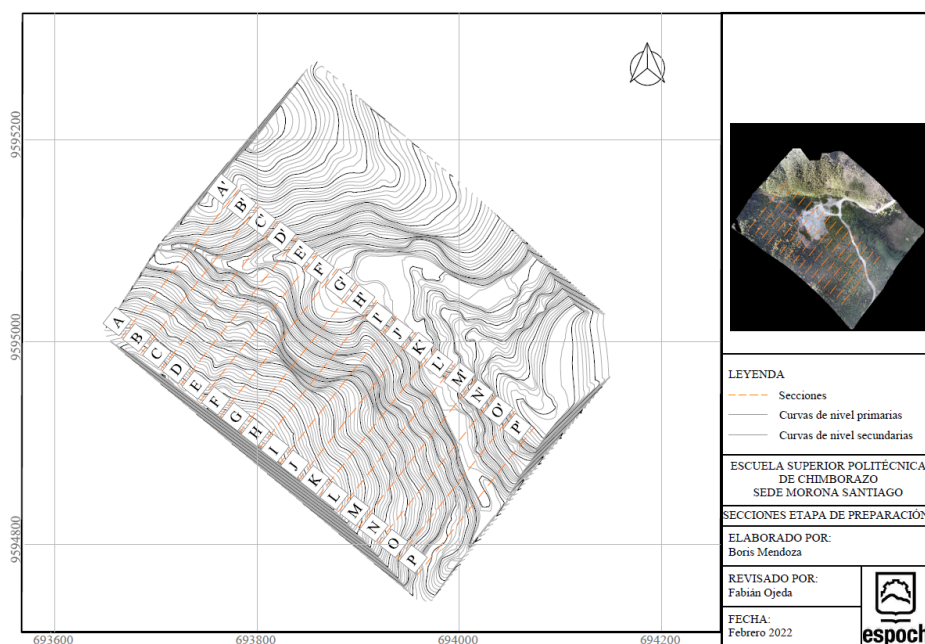


Ilustración 26 – 4: Mapa de secciones en la etapa de preparación

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

En la ilustración 27 – 4, se tiene la vista de uno de los 16 perfiles correspondientes a la etapa de preparación, además se puede observar una vista en 3D. El sólido de colación azul es la superficie que se va a extraer, corresponde a la etapa de preparación, mientras que la superficie de coloración amarilla abarca la montaña en la que se va a el sistema de explotación de bancos descendentes.

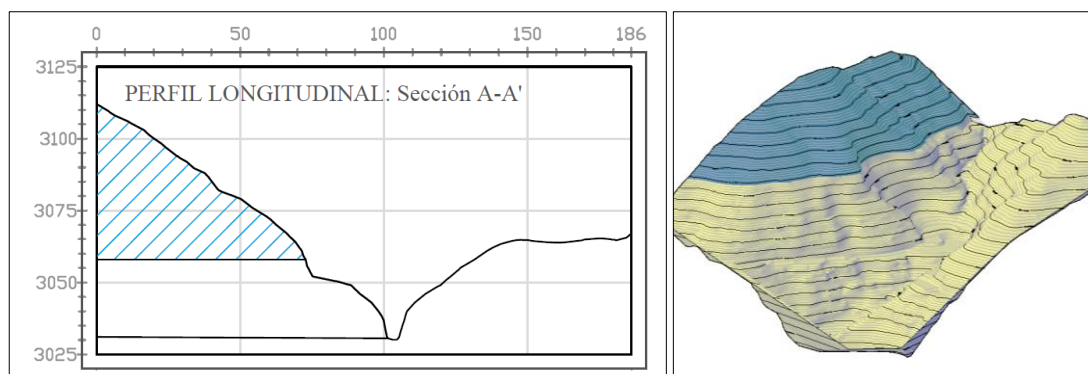


Ilustración 27 – 4: Sección A-A' y vista 3D de la etapa de preparación

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

El cálculo del volumen correspondiente a la etapa de preparación se determina al multiplicar el área de cada sección con la distancia entre perfiles, la tabla 27 – 4 refleja los valores obtenidos de cada sección.

Tabla 27 – 4: Cálculo de volumen en la etapa de preparación

Sección	Sección	Distancia	Área	Volumen
		m	m ²	m ³
Sección	A-A'	20	2181.37	43627.40
Sección	B-B'	20	2542.01	50840.20
Sección	C-C'	20	2902.51	58050.20
Sección	D-D'	20	3118.63	62372.60
Sección	E-E'	20	3180.24	63604.80
Sección	F-F'	20	3597.64	71952.80
Sección	G-G'	20	4039.82	80796.40
Sección	H-H'	20	4065.03	81300.60
Sección	I-I'	20	4112.76	82255.20
Sección	J-J'	20	3070.16	61403.20
Sección	K-K'	20	2471.45	49429.00
Sección	L-L'	20	1796.45	35929.00
Sección	M-M'	20	894.23	17884.60
Sección	N-N'	20	2229.32	44586.40
Sección	O-O'	20	0.00	0.00

Sección	P-P'	20	0.00	0.00
Total			40201.62	804032.40

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

En la etapa de preparación se va a extraer $804\,032\text{m}^3$ de material mineralizado, multiplicado por la densidad que posee (2.05gr/ton), se tiene un tonelaje de $1\,648\,266.42$ toneladas de material que corresponden a la etapa. Al finalizar esta etapa, en la ilustración 28 – 4 se muestra el frente de explotación visto en planta y en 3D, con el destape ejecutado hasta el nivel 3058.

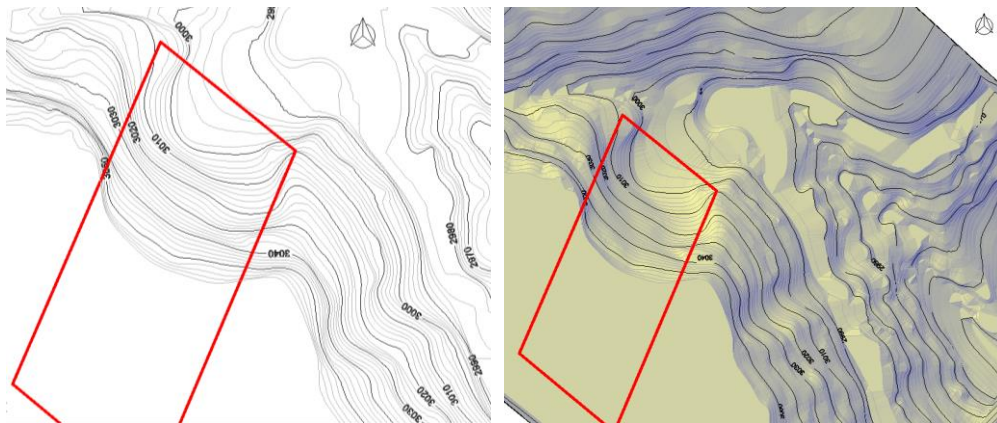


Ilustración 28 – 4: Vista en planta y 3D del área delimitada

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Una vez realizada la etapa de preparación se procede a realizar el arranque del material para lo cual se consideró la topografía, el análisis de las propiedades físico mecánicas el mismo que permitirá diferenciar el material de interés del estéril. El cual se realizará mediante las tres etapas que a continuación se detallan.

4.5.4 *Etapa I*

En la primera etapa de explotación se va a realizar la extracción de material mineralizado mediante el sistema de bancos descendentes con orientación NE – SO y está conformado por 12 bancos de cinco metros de altura con un ángulo de talud de 60° y bermas de seguridad de 3m .

La ilustración 29 – 4 indica las secciones empleadas para el cálculo de volumen en esta etapa de explotación, mientras que en el anexo F se detallan las 15 secciones empleadas para este cálculo.

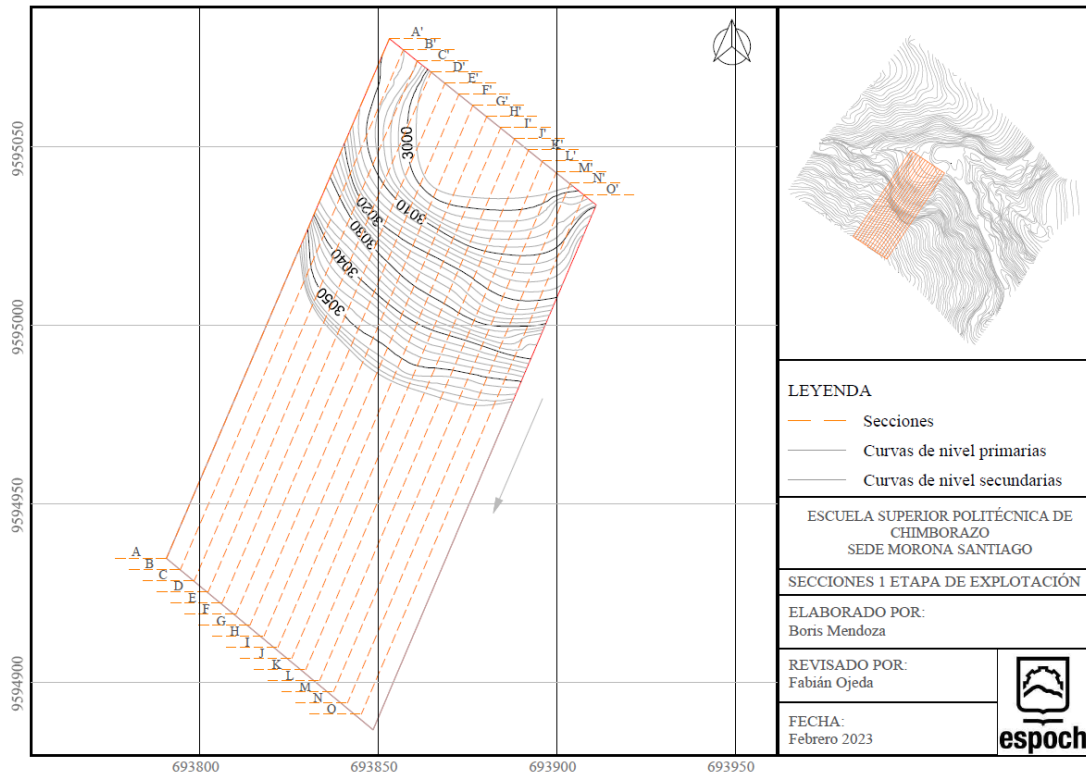


Ilustración 29 – 4: Mapa de secciones primera etapa de explotación

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

En la primera etapa de explotación se puede diferenciar el material de interés del estéril, por lo que, el material estéril está comprendido entre las cotas 3058 y 3034, mientras que la roca de interés, se encuentra entre los niveles 3034 y 2998. La ilustración 30 – 4, representa los materiales que se van a extraer en la primera etapa de explotación. El área sombreada se encuentra limitada con la superficie del terreno y el diseño final de la etapa 1.

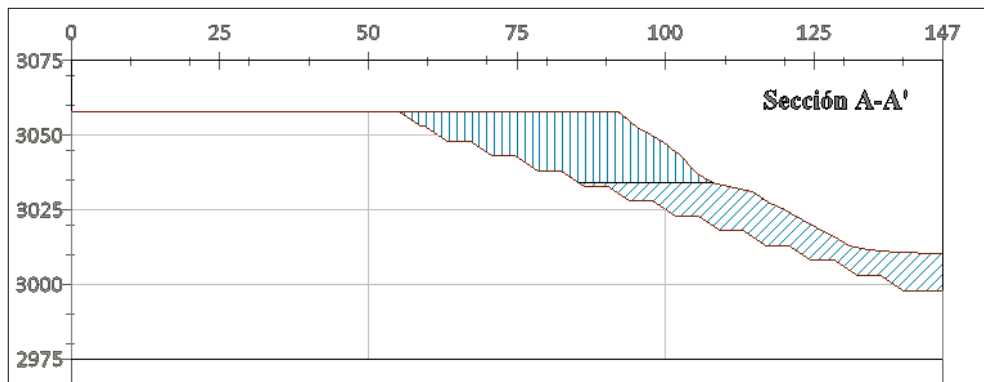


Ilustración 30 – 4: Sección A-A' de la primera etapa de explotación.

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

El cálculo del volumen correspondiente a la primera etapa de explotación se determina al multiplicar el área de la sección con la distancia entre cada perfil, la tabla 28 – 4 refleja los valores obtenidos para cada sección.

Tabla 28 – 4: Cálculo de volumen en la etapa I

Sección	Distancia	Área Estéril	Área Roca	Volumen Estéril	Volumen Roca
	m	m ²	m ²	m ³	
Sección A-A'	5	903.54	1042.60	4517.70	5213.00
Sección B-B'	5	814.23	904.65	4071.15	4523.25
Sección C-C'	5	715.56	721.42	3577.80	3607.10
Sección D-D'	5	690.89	527.22	3454.45	2636.10
Sección E-E'	5	681.80	461.18	3409.00	2305.90
Sección F-F'	5	663.68	458.38	3318.40	2291.90
Sección G-G'	5	677.89	453.40	3389.45	2267.00
Sección H-H'	5	682.34	479.30	3411.70	2396.50
Sección I-I'	5	695.18	520.58	3475.90	2602.90
Sección J-J'	5	726.50	570.88	3632.50	2854.40
Sección K-K'	5	779.06	624.55	3895.30	3122.75
Sección L-L'	5	832.93	688.47	4164.65	3442.35
M-					
Sección M'	5	938.65	935.94	4693.25	4679.70
Sección N-N'	5	938.62	935.88	4693.10	4679.40
Sección O-O'	5	917.34	111.99	4586.70	559.95
Total volúmenes				58291.05	47182.20

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

En la primera etapa de explotación se va a extraer 47 182m³ de roca de interés y 58 291m³ de material estéril. Considerando la densidad de la roca de interés (2.72gr/ton) y la densidad del material estéril (2.05gr/ton). El material de interés está compuesto por 128 3336 toneladas y el estéril abarca 119 497 toneladas de material.

Para la explotación del material se va a emplear el sistema por bancos descendentes, el mismo que se realizará mediante la extracción consecutiva de cada uno de los bancos, para esto se parte desde la plataforma inicial en la cota 3058 y se empieza a arrancar el material, la primera secuencia de explotación tiene una longitud de 33m desde el borde del talud, en cada banco va disminuyendo esta distancia, conforme se acerca más a la superficie del terreno, en la ilustración 31 – 4, se puede apreciar de mejor manera la secuencia de explotación de la primera etapa.

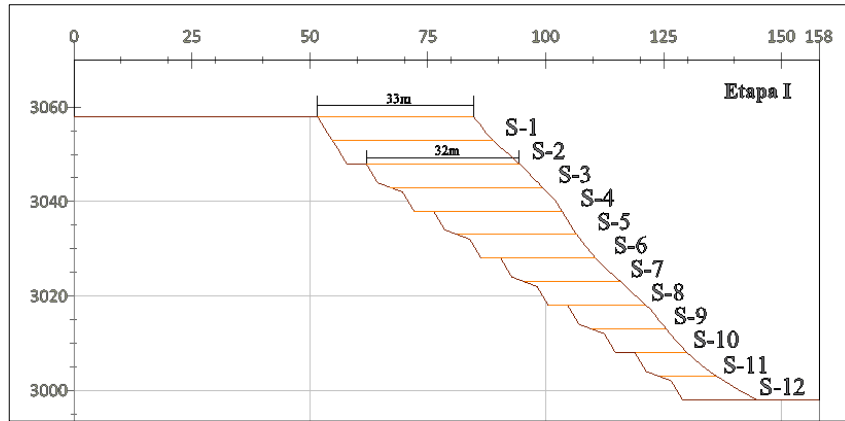


Ilustración 31 – 4: Secuencia de extracción etapa 1

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

En la ilustración 32 – 4 se aprecia el frente de explotación visto en planta y en 3D, por lo que se plantea el diseño de una serie de rampas a un costado del frente de explotación para conectar los diferentes bancos de la etapa.

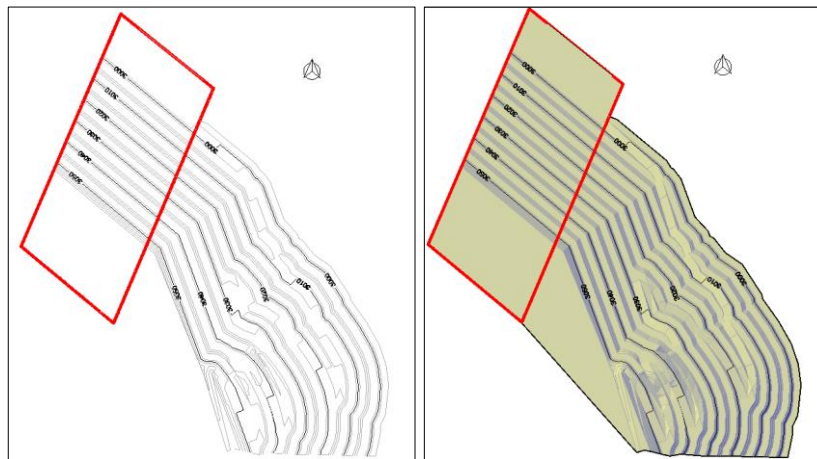


Ilustración 32 – 4: Vista en planta y 3D de la primera etapa

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Al finalizar la etapa, se va a emplear la misma rampa para volver al nivel superior y desarrollar la siguiente etapa de explotación, la misma que se describe en el siguiente punto.

4.5.5 *Etapa II*

En la segunda etapa de explotación se va a realizar la misma metodología de extracción, se parte con el desarrollo del sistema de bancos descendentes con orientación NE – SO, el total de bancos para esta etapa es de 12 con altura de banco de 5m, ángulo de talud de 60° y bermas de seguridad de 3m. En La ilustración 33 – 4 indica las secciones empleadas para el cálculo de volumen en esta

etapa de explotación, mientras que en el anexo G se detallan las 15 secciones empleadas para este cálculo.

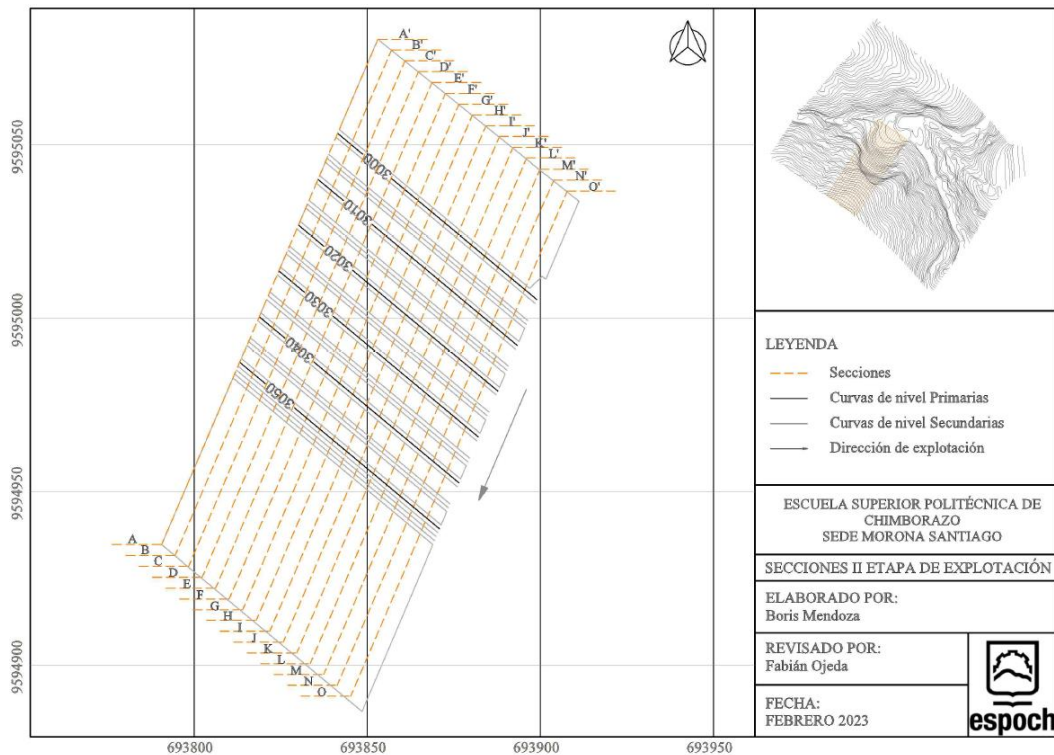


Ilustración 33 – 4: Secciones para la etapa II

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Para la segunda etapa, se desconoce la profundidad en la que se encuentra el material e interés, por lo que, se determinan los recursos generales del área delimitada en esta investigación. La ilustración 34 – 4 indica la sección A-A' correspondiente a la segunda etapa de explotación. De igual manera, el área sombreada cubre el espacio comprendido entre la superficie de la etapa I y la superficie de diseño de la etapa II.

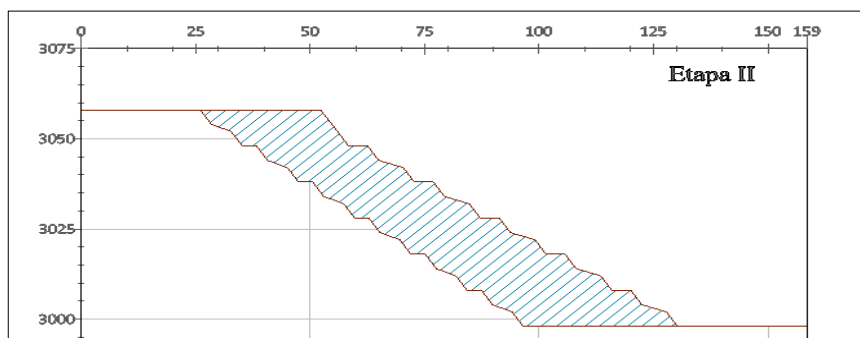


Ilustración 34 – 4: Sección A-A' de la segunda etapa de explotación

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

El cálculo del volumen correspondiente a la segunda etapa de explotación se determina al multiplicar el área de la sección con la distancia entre cada perfil, la tabla 29 – 4 refleja los valores obtenidos para cada sección.

Tabla 29 – 4: Cálculo de volumen en la etapa II

Sección	Sección	Distancia	Área	Volumen material
		m	m ²	m ³
Sección	A-A'	5	1697.32	8486.60
Sección	B-B'	5	1696.47	8482.35
Sección	C-C'	5	1696.34	8481.70
Sección	D-D'	5	1695.71	8478.55
Sección	E-E'	5	1695.17	8475.85
Sección	F-F'	5	1694.63	8473.15
Sección	G-G'	5	1694.10	8470.50
Sección	H-H'	5	1693.58	8467.90
Sección	I-I'	5	1693.03	8465.15
Sección	J-J'	5	1692.49	8462.45
Sección	K-K'	5	1691.95	8459.75
Sección	L-L'	5	1691.42	8457.10
Sección	M-M'	5	1690.88	8454.40
Sección	N-N'	5	1690.34	8451.70
Sección	O-O'	5	1689.21	8446.05
Total volumen				127013.20

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

En la segunda etapa de explotación se va a extraer 127 013m³ de material. Para determinar el tonelaje aproximado se emplea el valor promedio de la densidad de la roca y el del estéril, por lo que, con la densidad promedio de 2.385 gr/ton, en la segunda etapa se tiene un recurso posible de 302 926 toneladas de material.

En esta etapa se seguirá la misma metodología, aplicando el sistema de bancos descendentes desde el nivel superior (cota 3058), donde con la extracción consecutiva del material se empiezan a arrancar los bancos mediante la secuencia descrita en la ilustración 35 – 4.

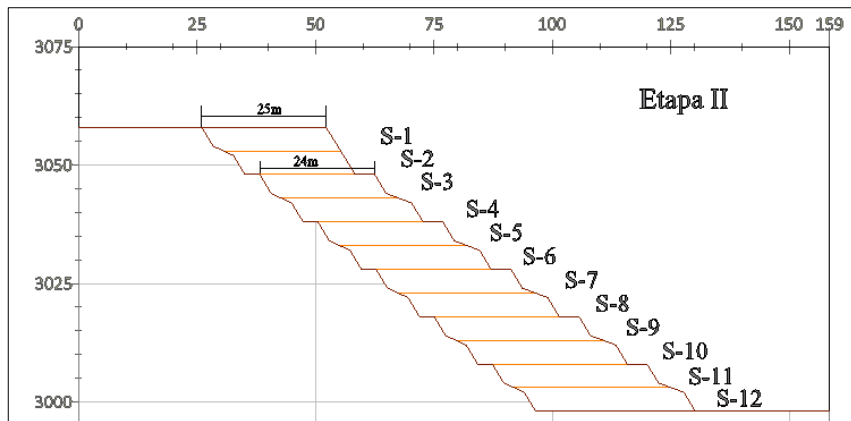


Ilustración 35 – 4: Secuencia de extracción etapa II

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

En la ilustración 36 – 4 se aprecia el frente de explotación visto en planta y en 3D, para el acceso al nivel superior de la plataforma no se va a modificar la ubicación de las rampas y se va a trabajar en el área delimitada.

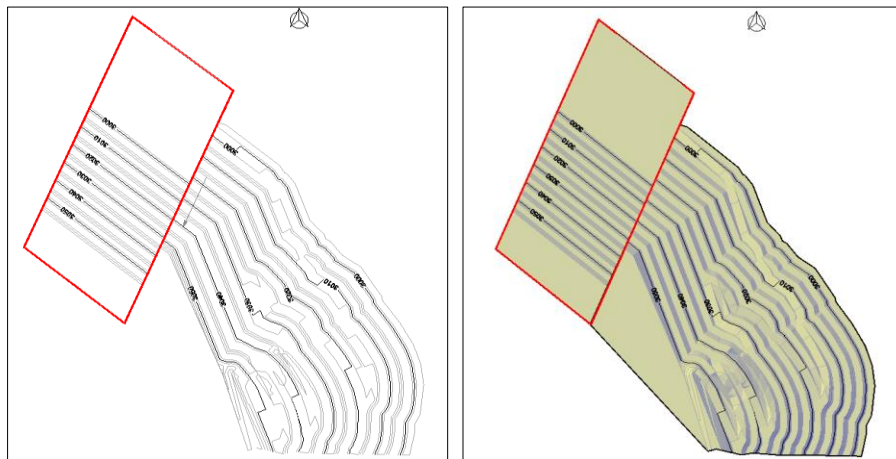


Ilustración 36 – 4: Vista en planta y 3D de la segunda etapa de explotación

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Al finalizar la etapa, se va a emplear la misma rampa para volver al nivel superior y desarrollar la tercera etapa de explotación, la misma que se describe en el siguiente punto.

4.5.6 Etapa III

Para finalizar, la tercera etapa de explotación se va a realizar la misma metodología de extracción, se parte con el desarrollo del sistema de bancos descendentes con orientación NE – SO, el total de bancos para esta etapa es de 12 con altura de banco de 5m, ángulo de talud de 60° y bermas de seguridad de 3m.

La ilustración 37 – 4 indica las secciones empleadas para el cálculo de volumen en esta etapa de explotación, mientras que en el anexo H se detallan las 15 secciones empleadas para este cálculo.

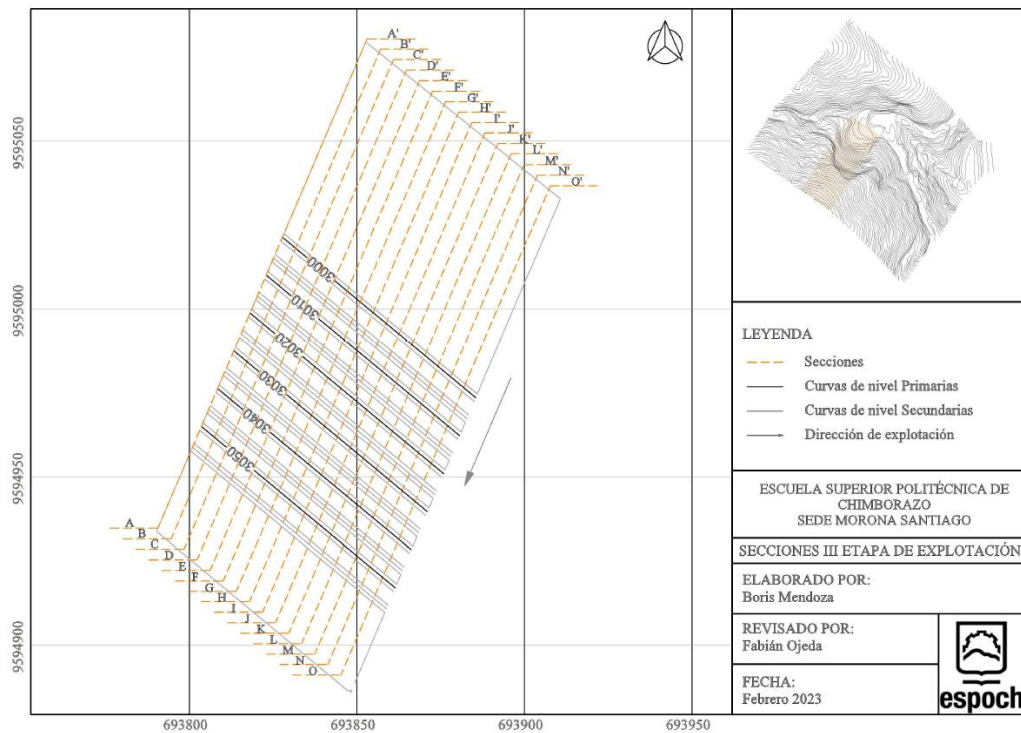


Ilustración 37 – 4: Secciones para la etapa III

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

De igual manera, como se desconoce la profundidad del depósito, se va a realizar un cálculo general de las reservas posibles en el área delimitada. La ilustración 38 – 4 indica la sección A-A' de la tercera etapa de explotación, donde el área que se va a explotar se encuentra entre la superficie final de la etapa II y la superficie de diseño de la etapa III.

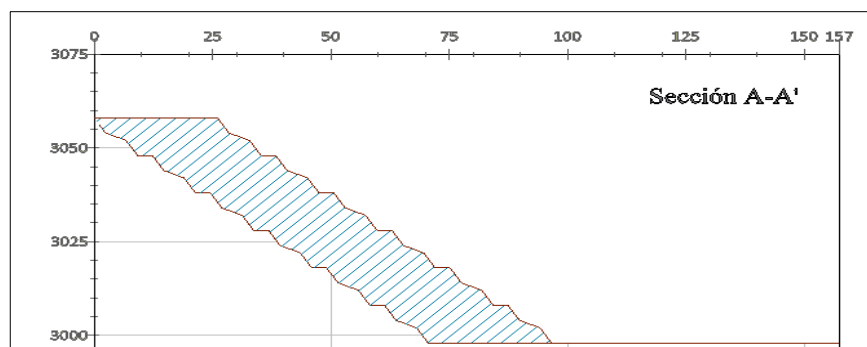


Ilustración 38 – 4: Sección A-A de la tercera etapa de explotación

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

La tabla 30 – 4 refleja los valores del volumen correspondiente a la tercera etapa de explotación.

Tabla 30 – 4: Cálculo de volumen en la etapa III

Sección	Distancia		Área	Volumen material
		m	m ²	m ³
Sección A-A'		5	1564.02	7820.10
Sección B-B'		5	1563.01	7815.05
Sección C-C'		5	1562.86	7814.30
Sección D-D'		5	1562.52	7812.60
Sección E-E'		5	1562.34	7811.70
Sección F-F'		5	1562.15	7810.75
Sección G-G'		5	1561.96	7809.80
Sección H-H'		5	1561.52	7807.60
Sección I-I'		5	1561.29	7806.45
Sección J-J'		5	1561.09	7805.45
Sección K-K'		5	1560.81	7804.05
Sección L-L'		5	1560.27	7801.35
Sección M-M'		5	1559.99	7799.95
Sección N-N'		5	1559.70	7798.50
Sección O-O'		5	1559.66	7798.30
Total volumen				117115.95

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

En la tercera etapa de explotación se va a extraer 117 115m³ de material. Para determinar el tonelaje se promedió el valor de la densidad de la roca y el del estéril, por lo que, con la densidad promedio de 2.385 gr/ton, se obtuvo una reserva posible de 279 321.54 toneladas de material.

La metodología de explotación en la tercera etapa será la misma que las anteriores, desde el nivel superior (cota 3058), se arranca de manera consecutiva el material mediante el sistema de bancos descendentes hasta llegar a la cota inferior (2998), en la ilustración 39 – 4 se describe la secuencia de explotación para la etapa III.

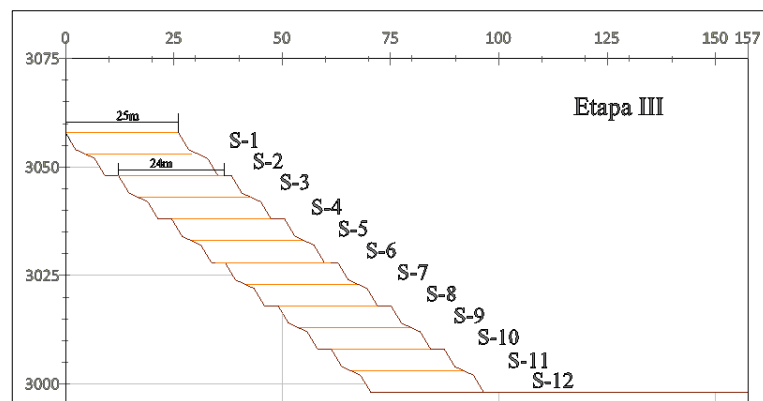


Ilustración 39 – 4: Secuencia de extracción etapa III

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

En la ilustración 40 – 4 se aprecia el frente de explotación visto en planta y en 3D, para el acceso al nivel superior de la plataforma no se va a modificar la ubicación de las rampas y se va a trabajar en el área delimitada.

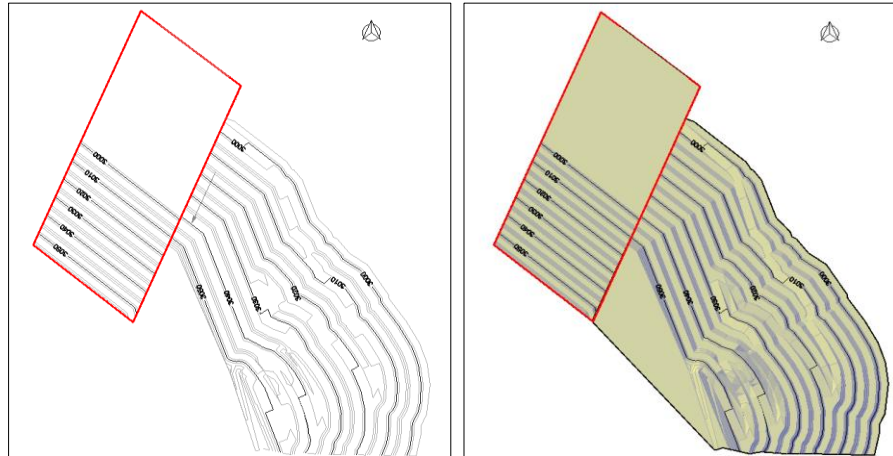


Ilustración 40 – 4: Vista en planta y 3D de la tercera etapa de explotación

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

En la ilustración 41 – 4 se observa el área de estudio, la misma que tiene como elevación mayor el nivel 3139 y como nivel inferior la cota 2998.

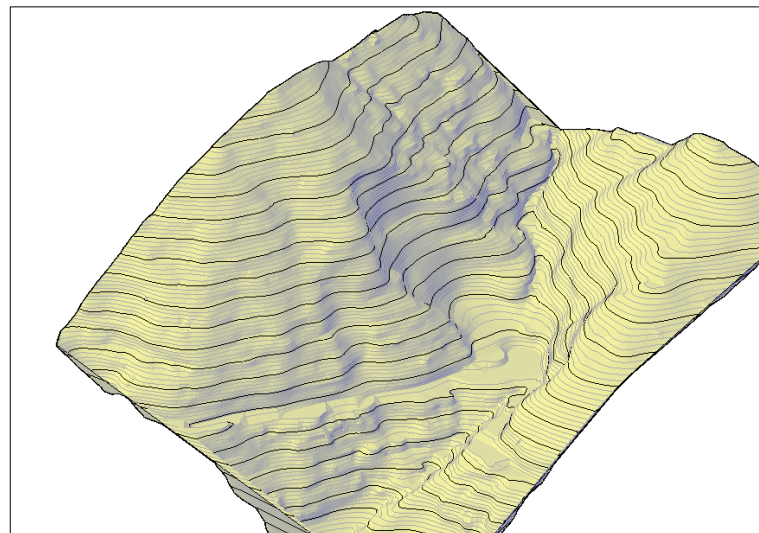


Ilustración 41 – 4: Modelo 3D del área de estudio

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Para el diseño final de explotación por bancos descendentes se consideró la clasificación geomecánica del depósito, las propiedades físico-mecánicas de la roca y se propuso cuatro etapas, una etapa que constituye la de preparación y tres etapas de explotación.

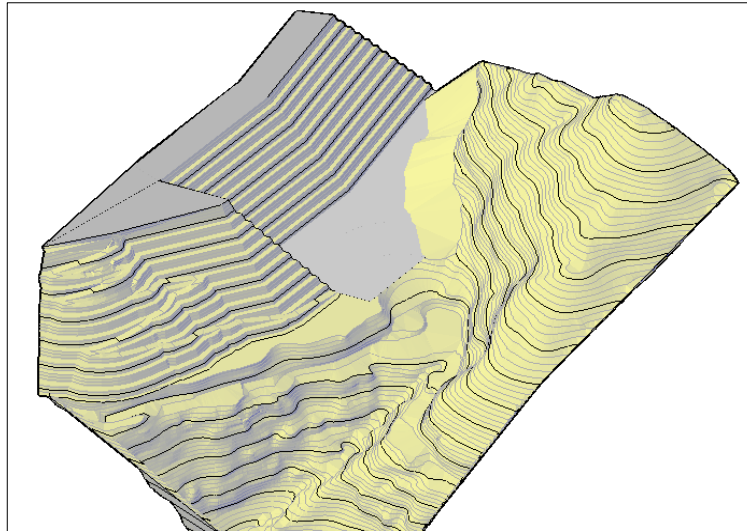


Ilustración 42 – 4: Modelo 3D del sistema de explotación.

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

En la ilustración 42 – 4 podemos observar el área de estudio una vez que ha sido aplicado dicho sistema de explotación, cabe mencionar que se mantiene la vía de acceso a la plataforma de trabajo y se continúa con las labores de extracción del material de la mina.

4.6 Viabilidad económica

4.6.1 Dimensionamiento de la maquinaria

Empleando la metodología de López Jimeno (1997) se utilizarán los factores de eficiencia operativa aplicables al carguío y transporte de materiales a cielo abierto, establecido en la tabla 3 31– 4, definiendo un valor de 0.70; considerando una condición de trabajo buena y calidad de organización regular.

Tabla 31 – 4: Factores de eficiencia operativa en el carguío y transporte

Condiciones de trabajo	Calidad de organización			
	Excelente	Buena	Regular	Deficiente
Excelentes	0.83	0.8	0.77	0.77
Buenas	0.76	0.73	0.70	0.64
Regulares	0.72	0.69	0.66	0.60
Malas	0.61	0.61	0.59	0.54

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.6.1.1 Tractor oruga

- **Especificaciones técnicas del equipo de arranque**

Tabla 32 – 4: Especificaciones técnicas del tractor oruga

ESPECIFICACIONES	
Equipo de arranque	Tractor oruga
Marca	Caterpillar
Serie	D6D
Modelo	C9.3B
Potencia de motor	215 HP
Capacidad de tanque	341L



Fuente: Catálogo Caterpillar, s/f.

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

- **Rendimiento del ripado**

El rendimiento del equipo de ripado y empuje establece la relación entre el material que se puede mover con el equipo en un lapso, expresado en m³/hora. La ecuación del cálculo de rendimiento está dada con la siguiente expresión (Chiriboga et al., 2011: p.4):

$$R_{ripado} = \frac{60 * H * D * L * E}{T_c * V}; m^3/h$$

Donde:

H: profundidad del ripado, el catálogo indica una profundidad de ripado de 0.472m.

D: espaciamiento entre pasadas (0.5m).

L: longitud de las pasadas, es definido en base al ancho del diseño de explotación, en este caso es de 75m.

E: eficiencia operativa (0.70), valor obtenido de la tabla 31 – 4.

V: factor de esponjamiento de material (1.15).

Los valores técnicos de la maquinaria son tomados directamente del catálogo, mientras que, como se está considerando una propuesta, ciertos parámetros son tomados de otras investigaciones, que consideran los mismos equipos.

- **Tiempo de ciclo de ripado**

La velocidad media del tiempo de ripado es de 35m/min para el recorrido de ida y vuelta, para la distancia de 75m el tiempo corresponde a 4 minutos. Además, se considera 0.22 min siendo el tiempo estimado en levantar el ripper. Aplicando la ecuación del rendimiento del ripado, tenemos:

Tc: tiempo de ciclo del equipo (4.22 min).

$$R_{ripado} = \frac{60 * 0.472 * 0.5 * 75 * 0.70}{4.22 * 1.15} = 153.18m^3/h$$

- **Rendimiento del empuje**

$$R_{empuje} = \frac{60 * Ch * E}{T_c}; m^3/h$$

Donde:

Ch: capacidad de la hoja (3.1m³).

Tc: tiempo de ciclo, compuesto de por tiempo fijo y tiempo variable.

Para el tiempo fijo se considera la tabla 33 – 4, pues que considera las condiciones de trabajo en las que desempeña, siendo seleccionado un tiempo fijo de 0.20 min, aplicado para una condición de trabajo media.

Tabla 33 – 4: Tiempo fijo a equipos de arranque y carguío

Condiciones de trabajo	Tiempo fijo
Medias	0.15 - 0.25
Favorables	0.10 - 0.15

Fuente: López, 1997

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

El tiempo variable depende de la distancia de empuje del material, se expresa con la siguiente ecuación:

$$T_{variable} = \left(\frac{Distancia\ de\ ida}{Velocidad\ de\ ida} + \frac{Distancia\ de\ vuelta}{Velocidad\ de\ vuelta} \right) * \frac{60}{1000}; m^3/h$$

$$T_{variable} = \left(\frac{75m}{3km/h} + \frac{75m}{3.38km/h} \right) * \frac{60}{1000} = 2.83\ min$$

Por lo tanto:

$$R_{empuje} = \frac{60 * 3.1 * 0.70}{3.03} = 42.97m^3/h$$

Se requiere de un solo equipo de arranque para el área.

4.6.1.2 Retroexcavadora

- **Especificaciones técnicas del equipo de arranque**

Tabla 34 – 4: Especificaciones técnicas de la retroexcavadora

ESPECIFICACIONES

Equipo de arranque y carguío	Retroexcavadora
Marca	Caterpillar
Serie	420D
Modelo	3054T Diesel
Potencia de motor	88KW
Capacidad de tanque de combustible	128.7 L
Capacidad de cucharón	0.96m ³



Fuente: Catálogo Caterpillar, s/f.

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

- **Rendimiento del carguío**

Dado por la ecuación:

$$R = \frac{60 * Q * F * f * E}{T_c} m^3/h$$

Donde:

Q: capacidad del cucharón (0.96m³).

F: factor de carga (0.90).

f: esponjamiento (1.15).

E: factor de eficiencia operativa (0.70), definido en la tabla31 – 4.

Tc: tiempo promedio de ciclo, tomado de investigaciones con equipos similares (0.60).

$$R = \frac{0.96 * 0.90 * 1.15 * 0.70}{0.60} = 1.15m^3/h$$

4.6.1.3 Volquete

- **Especificaciones técnicas del equipo de arranque**

Tabla 35 – 4: Especificaciones técnicas del volquete

ESPECIFICACIONES	
Equipo de carguío	Volquete
Marca	Hino
Serie	1726
Modelo	GH1JGUD
Potencia de motor	260hp
Capacidad de tanque de combustible	400lt
Capacidad de balde	8 m ³



Fuente: Grupo Mavesa, s/f.

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

- **Rendimiento del transporte**

Para el rendimiento del transporte externo, se emplea la siguiente ecuación:

$$R = \frac{Q * F * f * E}{\frac{tf}{60} + \frac{2D}{Vm * 100}}$$

Donde:

Q: capacidad del volquete (8m³).

F: factor de carga (0.90).

f: esponjamiento (1.15).

E: factor de eficiencia operativa (0.70), definido en la tabla 31– 4.

D: distancia de operación (6000m) distancia al centro de Saraguro.

Vm: velocidad media (30km/h).

tf: factor de conversión de minutos a horas.

$$R = \frac{12 * 0.90 * 1.15 * 0.70}{\frac{2}{60} + \frac{2 * 6000}{30 * 1000}} = 13.37 \text{ m}^3/h$$

El número de volquetes que se necesita se determina aplicando la siguiente ecuación:

$$N_{volquetes} = \frac{\text{Producción horario}}{\text{Rendimiento del equipo}}$$

$$N_{volquetes} = \frac{12m^3/h}{13.37m^3/h} = 0.89 \cong 1$$

El número de viajes se debe realizar en base a la siguiente ecuación:

$$N_{viajes} = \frac{\text{Producción diaria}}{\text{Rendimiento del equipo} * N_{volquetes}}$$

$$N_{viajes} = \frac{96}{13.37 * 1} = 7.18 \cong 8 \text{ viajes por día}$$

Para una producción diaria de 96m³/día es suficiente con 1 volquete y 8 viajes por día, en el caso de aumentar la producción diaria se remplazarían los valores en las ecuaciones.

4.6.2 Inversión inicial del proyecto

4.6.2.1 Valor de la maquinaria y equipos

Para desarrollar los trabajos de explotación, es necesario considerar el costo que conlleva emplear ciertos equipos, para esto, se descarta la posibilidad de implementar equipos y maquinaria nueva, pues, por el alto contenido de material estéril que se debe remover la inversión inicial resulta demasiado elevada. Entre las opciones disponibles, se recurre a analizar la adquisición de equipos seminuevos y la prestación de servicios de alquiler de maquinaria pesada. Los equipos seleccionados para el posterior análisis se describen en la tabla 36 – 4.

Tabla 36 – 4: Maquinaria seleccionada para extracción de materiales

Equipo	Marca	Modelo	Unidad
Retroexcavadora	Caterpillar	420D	1
Volquete	HINO	GH1JGUD	1
Bulldozer	Caterpillar	D6D	1

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

- **Maquinaria de alquiler**

Para la prestación de servicios de alquiler se analiza el costo por hora de los equipos seleccionados.

- Tractor oruga: costo de alquiler \$35 dólares.
- Retroexcavadora: costo de alquiler \$35 dólares.
- Volquete: costo de alquiler \$20 dólares.

La tabla 37 – 4, indica el costo de alquiler al año para cada equipo que se ve a emplear, considera la jornada de trabajo de 8 horas diarias y los 21 días laborables, para hallar el costo en un año.

Tabla 37 – 4: Costo de alquiler de maquinaria pesada

Tractor orugas		Retroexcavadora		Volquete	
Costo de alquiler	\$35.00	Costo de alquiler	\$35.00	Costo de alquiler	\$20.00
Horas día	\$280.00	Horas día	\$280.00	Horas día	\$160.00
Días laborables	\$5,880.00	Días laborables	\$5,880.00	Días laborables	\$3,360.00
Costo / año	\$70,560.00	Costo / año	\$70,560.00	Costo / año	\$40,320.00

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Para el servicio de alquiler de maquinaria pesada, cada año se debe cumplir con el pago de \$181,440.00 dólares para el pago de la prestación de servicios de maquinaria pesada.

- **Maquinaria seminueva**

En la tabla 38 – 4 se considera el costo de adquisición de maquinaria seminueva, considerando el costo de compra, mantenimiento (30% del costo de compra) y para gastos generales se asigna el 10% del precio de adquisición.

Tabla 38 – 4: Costo de compra de maquinaria pesada (primer año)

Tractor orugas		Retroexcavadora		Volquete	
Costo de compra	\$75,000.00	Costo de compra	\$65,000.00	Costo de compra	\$70,000.00
Mantenimiento	\$22,500.00	Mantenimiento	\$19,500.00	Mantenimiento	\$21,000.00
Gastos generales	\$7,500.00	Gastos generales	\$6,500.00	Gastos generales	\$7,000.00
Costo total	\$105,000.00	Costo / año	\$91,000.00	Costo / año	\$98,000.00

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

En el caso de alquiler de maquinaria, se tiene una inversión para equipos de \$181 440 dólares al año, mientras que para la adquisición de equipos seminuevos la inversión es de \$294,000 dólares, estos cálculos corresponden a un año de planificación.

Comparando ambos precios, se tiene una diferencia de \$112 560 dólares, a favor del alquiler de la maquinaria, sin embargo, este costo es para el primer año, analizando los mismos costos para

el siguiente año de trabajo, el alquiler de maquinaria mantiene su valor inicial, mientras que en la compra de equipos nuevos se descarta el costo de compra, como se ve en la tabla 39 – 4.

Tabla 39 – 4: Costo de compra de maquinaria pesada (segundo año)

Tractor de cadenas		Retroexcavadora		Volquete	
Costo de compra	\$0.00	Costo de compra	\$0.00	Costo de compra	\$0.00
Mantenimiento	\$22,500.00	Mantenimiento	\$19,500.00	Mantenimiento	\$21,000.00
Gastos generales	\$7,500.00	Gastos generales	\$6,500.00	Gastos generales	\$7,000.00
Costo total	\$30,000.00	Costo / año	\$26,000.00	Costo / año	\$28,000.00

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Los valores analizados corresponden al primer año de trabajo, para el segundo año de explotación resulta más viable la adquisición de maquinaria pesada, pues se tiene una inversión de \$84,000 dólares mientras que el alquiler de equipo pesado se mantiene con \$181, 440 dólares, por esta razón resulta más viable la adquisición de maquinaria seminueva para el proyecto.

4.6.2.2 *Campamento*

El campamento debe comprender el espacio para alojamiento, bodega y guardianía, para garantizar la comodidad, seguridad y servicios básicos para los trabajadores. La tabla 40 – 4, presenta la inversión para el costo de campamento.

Tabla 40 – 4: Costos para campamento

Descripción	Valor
Campamento	\$3,000.00
Bodega	\$800.00
Guardianía	\$100.00
Total	\$3,900.00

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.6.2.3 *Comunicación y equipos de protección*

La tabla 41 – 4, analiza el valor de los siguientes equipos para comunicación y equipos de protección personal.

Tabla 41 – 4: Costos de comunicación y equipos de protección

Descripción	Valor
Radio transmisor motorola	\$400.00

EPP (casco, guantes, chaleco)	\$200.00
Señalización	\$100.00
Total	\$700.00

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.6.2.4 Accesos

Para los accesos se van a considerar los siguientes equipos, hasta llegar a fase de producción del material de interés.

Tabla 42 – 4: Costos de accesos

Descripción	Valor
Bulldozer	\$6,000.00
Excavadora	\$4,000.00
Volquete	\$3,500.00
Total	\$13,500.00

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.6.2.5 Varios

La tabla 43 – 4, considera costos varios para determinar la inversión del proyecto.

Tabla 43 – 4: Costos varios

Descripción	Valor
Pago trabajadores	\$2,000.00
Elaboración de informes	\$4,000.00
Varios	\$200.00
Total	\$6,200.00

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.6.2.6 Inversión total

La inversión total comprende todos los costos antes mencionados, es decir, será igual a la sumatoria de: valor de maquinaria, campamento, comunicación y equipos de protección, accesos y costos varios, obteniendo una inversión de \$241,300.

$$I = \$294\,000 + \$3900 + \$700 + \$13\,500 + \$6200$$

$$I = \$318\,300$$

4.6.3 Costos unitarios

El análisis del costo de mano de obra, maquinaria y volumen extraído por día forman parte de los costos unitarios, para este apartado se van a considerar tres escenarios diferentes, para conocer la variación del costo unitario en función de la producción.

4.6.3.1 Costo de mano de obra

Se determina la cantidad de personal necesario para desarrollar los trabajos de destape, extracción, carguío y transporte del material de la mina.

Tabla 44 – 4: Mano de obra de la mina

Descripción	Cantidad
Operador de bulldozer	1
Operador de excavadora	1
Operador de volquete	1

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

El salario del personal está en función de la actividad que desarrollan. Para los cálculos se consideran los siguientes escenarios, con una producción diaria baja, media y alta.

Tabla 45 – 4: Escenarios de producción diaria

	Escenario 1	Escenario 2	Escenario 3
Días laborables al año	250	250	250
Días laborables al mes	21	21	21
Horas laborables	8	8	8
Producción diaria	96	144	200
Producción horaria	12	18	25

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

La tabla 46 – 4 indica el costo por metro cúbico de mano de obra para cada uno de los escenarios indicados con anterioridad.

Tabla 46 – 4: Costo unitario de mano de obra

Personal	Salario	\$/día	\$/hora	Producción horaria		
				12 m ³ /h	18m ³ /h	25m ³ /h
Operador de retroexcavadora	800	38.10	4.76	0.40	0.26	0.19
Operador de Bulldozer	800	38.10	4.76	0.40	0.26	0.19

Operador de volquete	700	33.33	4.17	0.35	0.23	0.17
Obrero	500	23.81	2.98	0.25	0.17	0.12
Total (\$/m³)				1.39	0.93	0.67

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.6.3.2 Costo horario de maquinaria

El costo unitario de la maquinaria contempla costos de alquiler, costos de mantenimiento y gastos generales, para determinar el costo horario y costo diario, en la tabla 47 – 4 se encuentra este análisis de forma más específica.

Tabla 47 – 4: Costo unitario de la maquinaria

Tractor orugas		Retroexcavadora		Volquete	
Chofer	\$4.76	Chofer	\$4.76	Chofer	\$4.17
Costo de mantenimiento	\$0.95	Costo de mantenimiento	\$0.95	Costo de mantenimiento	\$0.83
Gastos generales (10%)	\$0.48	Gastos generales (10%)	\$0.48	Gastos generales (10%)	\$0.42
Costo horario total	\$6.19	Costo horario total	\$6.19	Costo horario total	\$5.42
Costo/ día	\$49.52	Costo/ día	\$49.52	Costo/ día	\$43.33

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.6.4 Costos de operación

Definido por las labores mineras: accesos, desbroce, destape, arranque y carguío, almacenamiento, descritos a continuación para cada uno de los escenarios y comprende el costo unitario de mano de obra y maquinaria para cada una de las labores mencionadas.

4.6.4.1 Accesos

Para el cálculo de los accesos se considera la siguiente maquinaria y mano de obra, para diferentes escenarios con producción diaria distinta, como se ven en las tablas 48 – 4 y 49 – 4.

Tabla 48 – 4: Costo unitario de mano de obra

Cantidad	Ocupación	Costo turno (\$/día)	Producción diaria			Costo unitario (\$/m ³)		
			E 1	E2	E3	E 1	E2	E3
1	Operador de tractor oruga	38.10	96	144	200	0.397	0.265	0.190
1	Operador de retroexcavadora	38.10	96	144	200	0.397	0.265	0.190
1	Operador de volquete	33.33	96	144	200	0.347	0.231	0.167
Total (\$/m³)						1.141	0.761	0.548

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Tabla 49 – 4: Costo unitario de maquinaria

Cantidad	Equipo	Costo turno (\$/hora)	Producción diaria			Costo unitario (\$/m ³)		
			E 1	E2	E3	E 1	E2	E3
1	Tractor oruga	49.52	96	144	200	0.516	0.344	0.248
1	Retroexcavadora	49.52	96	144	200	0.516	0.344	0.248
1	Volquete	43.33	96	144	200	0.451	0.301	0.217
Total						1.483	0.989	0.712

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Para determinar el costo unitario de acceso, se suman los valores de mano de obra y maquinaria, para cada uno de los escenarios, la tabla 50 – 4, indica el costo unitario del acceso.

Tabla 50 – 4: Costo unitario de los accesos

	Escenario 1	Escenario 2	Escenario 3
Costo unitario mano de obra	1.141	0.761	0.548
Costo unitario transporte	1.483	0.989	0.712
Costo unitario de acceso	2.624	1.749	1.260

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.6.4.2 Desbroce

El cálculo de costo de operación para el desbroce viene dado por el costo de mano de obra y maquinaria requerido para esta labor, de igual manera se considera diferentes escenarios para la producción diaria, como se ven en las tablas 51 – 4 y 52 – 4.

Tabla 51 – 4: Costo unitario de mano de obra

Cantidad	Ocupación	Costo turno (\$/día)	Producción diaria			Costo unitario (\$/m ³)		
			E 1	E2	E3	E 1	E2	E3
1	Operador de Tractor oruga	38.10	96	144	200	0.397	0.265	0.190
Total						0.397	0.265	0.190

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Tabla 52 – 4: Costo unitario de maquinaria

Cantidad	Ocupación	Costo turno (\$/día)	Producción diaria			Costo unitario (\$/m ³)		
			E 1	E2	E3	E 1	E2	E3
1	Tractor oruga	49.52	96	144	200	0.516	0.344	0.248
Total						0.516	0.344	0.248

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

De la misma forma, se suman los valores del costo unitario de mano de obra y maquinaria, obteniendo los valores que se reflejan en la tabla 53 – 4.

Tabla 53 – 4: Costo unitario del desbroce

	Escenario 1	Escenario 2	Escenario 3
Costo unitario mano de obra	0.397	0.265	0.190
Costo unitario transporte	0.516	0.344	0.248
Costo unitario de acceso	0.913	0.608	0.438

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.6.4.3 Destape

El costo unitario de la labor se considera a partir del costo unitario de mano de obra y de maquinaria para cada uno de los escenarios definidos, como se ve en las tablas 54 – 4 y 55 – 4.

Tabla 54 – 4: Costo unitario de mano de obra

Cantidad	Ocupación	Costo turno (\$/día)	Producción diaria			Costo unitario (\$/m ³)		
			E 1	E2	E3	E 1	E2	E3
1	Operador de Tractor oruga	38.10	96	144	200	0.397	0.265	0.190
Total						0.397	0.265	0.190

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Tabla 55 – 4: Costo unitario de mano de obra

Cantidad	Ocupación	Costo turno (\$/día)	Producción diaria			Costo unitario (\$/m ³)		
			E 1	E2	E3	E 1	E2	E3
1	Operador de Tractor oruga	38.10	96	144	200	0.397	0.265	0.190
Total						0.397	0.265	0.190

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Para el costo unitario de la labor, se suman los valores del costo unitario de mano de obra y maquinaria, de cada escenario, obteniendo los valores que se reflejan en la tabla 56 – 4.

Tabla 56 – 4: Costo unitario del destape

	Escenario 1	Escenario 2	Escenario 3
Costo unitario mano de obra	0.397	0.265	0.190
Costo unitario transporte	0.516	0.344	0.248
Costo unitario de acceso	0.913	0.608	0.438

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

La diferencia del desbroce con el destape consiste en la cantidad de material que se va a remover, mientras que para el desbroce se considera solo la capa vegetal, el destape comprende el material estéril de la parte superior del depósito.

4.6.4.4 Arranque

El costo unitario de la labor se considera a partir del costo unitario de mano de obra y de maquinaria para cada uno de los escenarios definidos, como se ve en las tablas 57 – 4 y 58– 4.

Tabla 57 – 4: Costo unitario de mano de obra

Cantidad	Ocupación	Costo turno (\$/día)	Producción diaria			Costo unitario (\$/m ³)		
			E 1	E2	E3	E 1	E2	E3
1	Operador de retroexcavadora	38.10	96	144	200	0.397	0.265	0.190
3	Obrero	23.81	96	144	200	0.248	0.165	0.119
Total (\$/m3)						0.645	0.430	0.310

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Tabla 58 – 4: Costo unitario de maquinaria

Cantidad	Equipo	Costo turno (\$/hora)	Producción diaria			Costo unitario (\$/m ³)		
			E 1	E2	E3	E 1	E2	E3
1	Retroexcavadora	49.52	96	144	200	0.516	0.344	0.248
Total						0.516	0.344	0.248

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Para el costo unitario de la labor, se suman los valores del costo unitario de mano de obra y maquinaria, de cada escenario, obteniendo los valores que se reflejan en la tabla 59 – 4.

Tabla 59 – 4: Costo unitario del arranque

	Escenario 1	Escenario 2	Escenario 3
Costo unitario mano de obra	0.645	0.430	0.310
Costo unitario transporte	0.516	0.344	0.248
Costo unitario de acceso	1.161	0.774	0.557

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.6.4.5 Carguío y transporte

El costo unitario de la labor se considera a partir del costo unitario de mano de obra y de maquinaria para cada uno de los escenarios definidos, como se ve en las tablas 60 – 4 y 61 – 4.

Tabla 60 – 4: Costo unitario de mano de obra

Cantidad	Ocupación	Costo turno (\$/día)	Producción diaria			Costo unitario (\$/m ³)		
			E 1	E2	E3	E 1	E2	E3
1	Operador de retroexcavadora	38.10	96	144	200	0.397	0.265	0.190
1	Operador de volquete	33.33	96	144	200	0.347	0.231	0.167
Total (\$/m3)						0.744	0.496	0.357

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Tabla 61 – 4: Costo unitario de maquinaria

Cantidad	Equipo	Costo turno (\$/hora)	Producción diaria			Costo unitario (\$/m ³)		
			E 1	E2	E3	E 1	E2	E3
1	Retroexcavadora	49.52	96	144	200	0.516	0.344	0.248
1	Volquete	43.33	96	144	200	0.451	0.301	0.217
Total						0.967	0.645	0.464

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Para el costo unitario de la labor, se suman los valores del costo unitario de mano de obra y maquinaria, de cada escenario, obteniendo los valores que se reflejan en la tabla 62 – 4.

Tabla 62 – 4: Costo unitario del carguío y transporte

	Escenario 1	Escenario 2	Escenario 3
Costo unitario mano de obra	0.744	0.496	0.357
Costo unitario transporte	0.967	0.645	0.464
Costo unitario de acceso	1.711	1.141	0.821

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

4.6.4.6 Almacenamiento

El costo unitario de la labor se considera a partir del costo unitario de mano de obra y de maquinaria para cada uno de los escenarios definidos, como se ve en las tablas 63 – 4 y 64 – 4.

Tabla 63 – 4: Costo unitario de mano de obra

Cantidad	Ocupación	Costo turno (\$/día)	Producción diaria			Costo unitario (\$/m ³)		
			E 1	E2	E3	E 1	E2	E3
1	Operador de Tractor oruga	38.10	96	144	200	0.397	0.265	0.190
1	Operador de retroexcavadora	38.10	96	144	200	0.397	0.265	0.190
Total (\$/m3)						0.794	0.529	0.381

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Tabla 64 – 4: Costo unitario de maquinaria

Cantidad	Equipo	Costo turno (\$/hora)	Producción diaria			Costo unitario (\$/m ³)		
			E 1	E2	E3	E 1	E2	E3
1	Tractor oruga	49.52	96	144	200	0.516	0.344	0.248
1	Retroexcavadora	49.52	96	144	200	0.516	0.344	0.248
Total						1.032	0.688	0.495

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Para el costo unitario de la labor, se suman los valores del costo unitario de mano de obra y maquinaria, de cada escenario, obteniendo los valores que se reflejan en la tabla 65 – 4.

Tabla 65 – 4: Costo unitario del almacenamiento

	Escenario 1	Escenario 2	Escenario 3
Costo unitario mano de obra	0.794	0.529	0.381
Costo unitario transporte	1.032	0.688	0.495
Costo unitario de acceso	1.825	1.217	0.876

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Finalmente, se presenta la tabla de resumen de los costos de operación para cada una de las labores definidas.

Tabla 66 – 4: Resumen de costo unitario de labores mineras

	Escenario 1	Escenario 2	Escenario 3
Accesos	2.62	1.75	1.26
Desbroce	0.91	0.61	0.44
Destape	0.91	0.61	0.44
Arranque	1.16	0.77	0.56
Carguío y transporte	1.71	1.14	0.82
Almacenamiento	1.83	1.22	0.88
Costo unitario de labores	9.15 \$/m³	6.10\$/m³	4.39\$/m³

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Con los resultados de la tabla 66 – 4 se observa que la producción diaria es inversamente proporcional al costo unitario, es decir a mayor producción diaria menor costo unitario y viceversa.

La tabla 67 – 4 considera el costo unitario de la labor multiplicado por el volumen de material a trabajar, cabe destacar, que el volumen asignado para las labores ya considera el valor de esponjamiento del material (1.15).

Tabla 67 – 4: Costo de labores mineras

	Volumen m ³	E1	E2	E3	Escenario 1	Escenario 2	Escenario 3
		\$/m ³	\$/m ³	\$/m ³			
Accesos	41170.81	2.62	1.75	1.26	\$108,032.52	\$72,021.68	\$51,855.61
Desbroce	46143.75	0.91	0.61	0.44	\$42,115.33	\$28,076.88	\$20,215.36
Destape	881893.60	0.91	0.61	0.44	\$804,902.89	\$536,601.93	\$386,353.39
Arranque	63339.70	1.16	0.77	0.56	\$73,519.29	\$49,012.86	\$35,289.26
Carguío y transporte	63339.70	1.71	1.14	0.82	\$108,393.83	\$72,262.55	\$52,029.04
Almacenamiento	63339.70	1.83	1.22	0.88	\$115,620.09	\$77,080.06	\$55,497.64
Costo labor					\$1,252,583.95	\$835,055.97	\$601,240.30

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Revisando la tabla de costo de labores mineras, se puede apreciar que el escenario de menor producción requiere mayor costo de operación, mientras que con mayor producción diaria el costo reduce de manera significativa.

4.6.5 Ingresos

Para comercializar el material de la mina, se considera un costo de venta de \$8 dólares el metro cúbico de material en el mercado, el cálculo del ingreso anual es considerando una venta total de la producción diaria de cada escenario, la tabla 68 – 4 refleja los valores estimados para la producción anual.

Tabla 68 – 4: Ingreso anual en base a la producción diaria

Costo / m ³	Producción diaria		
	Escenario 1	Escenario 2	Escenario 3
Producción Diaria	\$768.00	\$1,152.00	\$1,600.00
Producción mensual	\$16,128.00	\$24,192.00	\$33,600.00
Producción anual	\$193,536.00	\$290,304.00	\$403,200.00

Realizado por: Mendoza, Boris, 2023

Con los datos obtenidos del ingreso anual en base a la producción diaria, la tabla 69 – 4 indica la diferencia entre el costo de ingresos con el costo de operación determinando un saldo negativo para cada escenario definido.

Tabla 69 – 4: Ingreso anual vs costo de operación

	Producción diaria		
	Escenario 1	Escenario 2	Escenario 3
Ingreso anual	\$193,536.00	\$290,304.00	\$403,200.00

Costo de operación	\$1,252,583.95	\$835,055.97	\$601,240.30
	<hr/>	<hr/>	<hr/>
	-\$1,059,047.95	-\$544,751.97	-\$198,040.30
<hr/>			
Realizado por: Mendoza, Boris, 2023			

Como se determina un saldo negativo para cada escenario, la extracción de material de la mina no resulta viable por el alto contenido de material estéril que se encuentra, a menos que con más estudios se determine un depósito mayor del material de interés o al menos se identifique un tipo de uso al material estéril.

CAPÍTULO V

5 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1 Conclusiones

Mediante el levantamiento de información de campo se determinaron los siguientes aspectos:

- El área de estudio tiene una cota máxima de 3139msnm y una cota mínima de 2998msnm, comprendiendo el material estéril y roca de interés que se aprecia en el frente de trabajo.
- Por medio de la clasificación geomecánica de Bienawski se obtuvieron los siguientes resultados: resistencia de la matriz rocosa (40MPa), RQD (63%), espaciamiento de las discontinuidades (0.26m), longitud de las discontinuidades (1.53m), abertura (11.33mm), rugosidad (ondulado), relleno (blando >5mm), alteración (ligeramente alterado) y agua freática (ligeramente húmedo), nos da un RMR_{89} de valoración 22. Clasificando a la roca en la clase IV correspondiente a una roca pobre.

Las propiedades físico – mecánicas del material de la mina, permitió diferenciar el material estéril del material de interés, pues con los resultados en laboratorio la roca de interés (material A) tiene mayores resultados en los ensayos de compresión, densidad y peso específico, mientras que el estéril (material B), tiene valores mayores en porcentaje de humedad y absorción, retiene mayor cantidad de agua lo que reduce en gran medida la capacidad de la roca.

Una vez determinadas las propiedades físico mecánicas del depósito, se tiene una roca de dureza baja por lo que se puede emplear el arranque mecanizado, además de haber definido los equipos y personal necesario, se plantea el método de explotación a cielo abierto empleando el sistema de bancos múltiples descendentes, dividido en una etapa de preparación que retira el material estéril desde la cota superior hasta el nivel 3058 y desde este nivel, se lleva a cabo 3 etapas de explotación para arrancar el material. En la primera etapa de explotación se va a extraer $47\ 182\text{m}^3$ de material, para la segunda etapa de explotación la extracción de material será de $127\ 013\text{m}^3$ de material y finalmente, en la tercera etapa de explotación se va a explotar un volumen de $117\ 115\text{m}^3$ de material.

La viabilidad de la mina consideró aspectos como: adquisición de la maquinaria, inversión inicial, costos unitarios y costos de operación en base a tres escenarios distintos, cada uno con una producción diaria diferente, al finalizar el análisis se obtuvo el costo de operación de cada labor

minera y mediante el análisis de ingresos anuales en cada escenario, no se determinó viable el desarrollo del sistema de explotación, por el alto contenido de material estéril que se debe remover.

5.2 Recomendaciones

Realizar un estudio de las reservas en varias partes de la concesión ya sea con calicatas o trincheras, para tener una mayor estimación de cómo se encuentra el material de interés, dentro de la concesión.

Para tener una estimación de recursos más aproximados se recomienda realizar secciones con una distancia menor entre cada una, de esta manera se tiene un resultado más aproximado a lo real.

Con los datos obtenidos, se recomienda probar la viabilidad económica con otro sistema de explotación, en caso de tener un resultado más satisfactorio.

Analizar el material estéril en busca de algún tipo de utilidad para que resulte viable la aplicación del sistema de explotación diseñado, pues actualmente remover $804\ 032\text{m}^3$ de material estéril conlleva demasiado gasto de operación sin beneficio alguno.

Calcular los rendimientos de los equipos una vez sean empleados, para tener una mayor aproximación en cuanto al rendimiento

BIBLIOGRAFÍA

ALFARO SIRONVALLE, Marco Antonio. *Introducción al muestreo Minero.* [En línea]. Santiago – Chile: Instituto de Ingenieros de Minas de Chile. 2002. [Consulta: 22 noviembre 2022]. Disponible en: https://www.academia.edu/7802013/Introducci%C3%B3n_al_Muestreo_Minero

ASTUDILLO FERNÁNDEZ, Verónica Mariela. Diseño del sistema de explotación de la concesión minera Cristo Rey, cantón Limón Indanza Morona Santiago. (Trabajo de titulación), (Grado). [En línea]. Escuela Superior Politécnica de Chimborazo. Facultad de Recursos Naturales. Escuela de Ingeniería Agronómica. Macas-Ecuador. 2022. pp.17-36. [Consulta: 2022-11-09]. Disponible en: <http://dspace.esPOCH.edu.ec/handle/123456789/16528>

ÁVILA MUÑOZ, Carlos Arturo, & TOBO SIACHOQUE, Rafael Andrés. Diseño del método de explotación a cielo abierto para la mina El Diamante, dentro del contrato en virtud de aporte No. 00904-15 en el municipio de Tibasosa, vereda la carrera departamento de Boyacá. (Trabajo de titulación), (Grado). [En línea]. Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia. Facultad Seccional Sogamoso. Escuela de Ingeniería en Minas. Sogamoso-Colombia. p.45. [Consulta: 2022-11-20]. Disponible en: <https://repositorio.uptc.edu.co/handle/001/1515>

BANCO CENTRAL DEL ECUADOR. *Reporte de Minería, Resultado Enero - septiembre 2022.* [En línea]. 2015. [Consulta: 21 de febrero 2023]. Disponible en: <https://contenido.bce.fin.ec/documentos/Estadisticas/Hidrocarburos/ReporteMinero012023.pdf>

BERMEO CHIRIBOGA, Erika Belén. Planeación minera para el diseño de explotación de la cantera de libre aprovechamiento de lastre “Cochapamba” código 10000164 del GAD Municipal del Cantón Cuenca. (Trabajo de titulación), (Grado). [En línea]. Universidad del Azuay. Universidad del Azuay, Facultad de Ciencia y Tecnología, Escuela de Ingeniería en Minas. Cuenca-Ecuador. 2017. pp. 58-64. [Consulta: 2022-12-18]. Disponible en: <https://dspace.uazuay.edu.ec/handle/datos/7421>

BUSTILLO REVUELTA, Manuel; & LÓPEZ JIMENO, Carlos. *Recursos Minerales.* Madrid-España: Gráficas Arias Montano S.A:1996. ISBN: 84-921708-0-8. pp. 143-207.

CERVANTES CHOUD, Pavel Joseph. Modelización de la planificación de producción minera no metálica a cielo abierto. (Trabajo de titulación), (Grado). [En línea]. Universidad del Azuay. Universidad del Azuay, Facultad de Ciencia y Tecnología, Escuela de Ingeniería en Minas.

Cuenca-Ecuador. 2016. pp. 16-17. [Consulta: 2022-11-10]. Disponible en: <https://dspace.uazuay.edu.ec/handle/datos/6376>

CHIRIBOGA FERNÁNDEZ, María Isabel; et al. Rendimiento de equipo pesado para la explotación de una cantera de cielo abierto. caso práctico: cantera borcons. Escuela Superior Politécnica del Litoral. Facultad de Ingeniería en ciencias de la tierra. Escuela de Ciencia e ingeniería. Guayaquil-Ecuador. 2011. p. 4. [Consulta: 2023-01-10]. Disponible en: <https://www.dspace.espol.edu.ec/handle/123456789/15991>

CONTENTO FRANCO, Julio Andrés, & PINTO CERVANTES, Isaí David. Diseño del método de explotación del yacimiento de caliza módulo norte de la mina La Esperanza, municipio de La Calera – Cundinamarca. (Trabajo de titulación), (Grado). [En línea]. Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia. Facultad Seccional Sogamoso. Escuela de Ingeniería en Minas. Sogamoso-Colombia. p. 45. [Consulta: 2023-01-12]. Disponible en: <https://repositorio.uptc.edu.co/handle/001/1525>

GÁMEZ MORALES, Wiliam. *Texto básico autoformativo de topografía general.* [en línea]. Nicaragua: Universidad Nacional Agraria. 2015. [Consulta: 10 noviembre 2022]. Disponible en: <https://cenida.una.edu.ni/textos/NP31G192t.pdf>

GOBIERNO AUTÓNOMO DESCENTRALIZADO MUNICIPAL INTERCULTURAL DE SARAGURO. *Actualización Plan de Desarrollo y Ordenamiento Territorial del Cantón Saraguro Periodo 2014 - 2019.* Saraguro. [En línea]. 2014. [Consulta: 06 de junio 2022] Disponible en: https://app.sni.gob.ec/sni-link/sni/PORTAL_SNI/data_sigad_plus/sigadplusdocumentofinal/1160001130001_PDyOT%20Actualizaci%C3%B3n%20RECUPERADO-2016_15-04-2016_19-23-35.pdf

HERRERA HERBERT, Juan. *Métodos de minería a cielo abierto.* [En línea]. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid. 2006. [Consulta: 10 noviembre 2022]. Disponible en: https://oa.upm.es/10675/1/20111122_METODOS_MINERIA_A_CIELO_ABIERTO_2.pdf

HERRERA HERBERT, Juan. *Diseño de Explotaciones de Cantera.* [En línea]. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid. 2007. [Consulta: 10 noviembre 2022]. Disponible en: https://oa.upm.es/21839/1/071120_L3_CANTERAS-ARIDOS.pdf

HERRERA PANCHI, Christian Alejandro. Diseño del sistema de explotación de materiales de construcción existentes en la cantera “Mina 2”, ubicada en la parroquia Cangahua, Cantón Cayambe, Provincia de Pichincha. (Trabajo de titulación), (Grado). [En línea]. Universidad Central del Ecuador, Facultad de Ingeniería en Geología, Minas, Petróleos y Ambiental, Carrera de Ingeniería en Minas. Quito-Ecuador. pp. 42-43. [Consulta: 2022-11-10]. Disponible en: <http://www.dspace.uce.edu.ec/bitstream/25000/6488/1/T-UCE-0012-11.pdf>

MOROCHO PONCE, Mónica de los Ángeles. Levantamiento geológico-estructural de la zona norte de la parroquia Saraguro del cantón Saraguro de la provincia de Loja a escala 1:50.000. (Trabajo de titulación), (Grado). [En línea]. Universidad Nacional de Loja. Facultad de la energía, las Industrias y los Recursos Naturales no Renovables. Carrera de ingeniería en geología ambiental y ordenamiento territorial. Loja-Ecuador. pp. 43-44. [Consulta: 2022-11-9]. Disponible en: <https://dspace.unl.edu.ec/jspui/handle/123456789/18507>

NAVARRETE, M; et al. “Caracterización de propiedades físico-mecánicas de rocas ígneas utilizadas en obras de infraestructura”. Revista de la Asociación Latinoamericana de Control de Calidad, Patología y Recuperación de la Construcción. [En línea], 2013, (México). 3(2), pp. 133-143. [Consulta: 18 diciembre 2022]. ISSN 2007-6835. Disponible en: <https://www.redalyc.org/articulo.oa?id=427639592005>

ORDOÑEZ GUAYCHA, Christian Adrián. Optimización de los procesos de explotación y producción de la concesión minera Alquilula código 2609. (Trabajo de titulación), (Grado). [En línea]. Universidad del Azuay. Universidad del Azuay, Facultad de Ciencia y Tecnología, Escuela de Ingeniería en Minas. Cuenca-Ecuador. 2017. p. 50. [Consulta: 2023-01-10]. Disponible en: <https://dspace.uazuay.edu.ec/handle/datos/7504>

ORTEGA CEVALLOS, Pablo Vicente. Diseño para la explotación de la cantera de arcilla, barrio Cera-cantón Loja. (Trabajo de titulación), (Grado). [En línea]. Universidad Nacional de Loja. Facultad de la energía, las Industrias y los Recursos Naturales no Renovables. Carrera de ingeniería en geología ambiental y ordenamiento territorial. Loja-Ecuador. pp. 8-9. [Consulta: 2022-11-9]. Disponible en: <https://dspace.utpl.edu.ec/handle/123456789/3935>

PARDO RODRÍGUEZ, Jean Darío. Optimización del sistema de explotación para la extracción de materiales de construcción del área minera “Zamora Bombuscaro” – código 500681, ubicada en la parroquia Zamora, cantón Zamora, provincia de Zamora Chinchipe. (Trabajo de titulación), (Grado). [En línea]. Universidad Nacional de Loja. Facultad de la energía, las Industrias y los

Recursos Naturales no Renovables. Carrera de ingeniería en geología ambiental y ordenamiento territorial. Loja-Ecuador. pp. 35-36. [Consulta: 2022-11-9]. Disponible en: <https://dspace.unl.edu.ec/jspui/handle/123456789/13437>

PEREDA HERNÁNDEZ, Segundo & POLANCO ALMANZA, Ramón. *Transporte Minero.* [En línea]. La Habana: Félix Varela. 2009. [Consulta: 29 enero 2023]. Disponible en: <https://ninive.ismm.edu.cu/handle/123456789/3888>

PREFECTURA DE LOJA. *Plan de Desarrollo y Ordenamiento Territorial de la Provincia de Loja 2015 -2025.* [En línea]. 2015. [Consulta: 9 noviembre 2022] Disponible en: https://prefectura Loja.gob.ec/documentos/lotaip/2016/febrero/documentos/PEI_2015_2019_GA_DP_LOJA.pdf

SAGUAY DUTÁN, Carlos Giovanni. Factibilidad técnica económica minera de la explotación de feldespato en la concesión minera Rosario II código 100217.1. (Trabajo de titulación), (Grado). [En línea]. Escuela Superior Politécnica de Chimborazo. Facultad de Recursos Naturales. Escuela de Ingeniería Agronómica. Macas-Ecuador. 2022. p. 16. [Consulta: 2022-11-09]. Disponible en: <http://dspace.espech.edu.ec/handle/123456789/5413>

SOSA GONZÁLEZ, Galo Humberto. *Tecnología de la explotación de minerales duros por el método a cielo abierto.* Quito: Universidad Central del Ecuador. pp. 17-20.

TISNADO VALDIVIA, Edgar Christian; et al. Comparación de valores típicos de parámetros de resistencia de las rocas volcánicas en el sector Totorani – Puno. XVIII Congreso peruano de geología [En línea], 2016, (Perú), p. 3. [Consulta: 2023-01-10]. Disponible en: <https://app.ingemmet.gob.pe/biblioteca/pdf/CPG18-169.pdf>

VARGAS BENALCÁZAR, Frank Fernando. Diseño de Explotación de la Cantera “Simón Bolívar”, ubicada en el recinto Simón Bolívar, parroquia Pedro Vicente Maldonado, provincia de Pichincha. (Trabajo de titulación), (Grado). [En línea]. Universidad Central del Ecuador, Facultad de Ingeniería en Geología, Minas, Petróleos y Ambiental, Carrera de Ingeniería en Minas. Quito-Ecuador. p. 79. [Consulta: 2023-01-23]. Disponible en: <http://www.dspace.uce.edu.ec/handle/25000/18068>

VERA FLORES, Álvaro Andrés. Diseño de explotación del cuerpo mineralizado “La Esperanza” ubicado en la concesión Zar I propiedad de la Empresa Green Valley resources S.A.

localizada en la provincia de Loja. (Trabajo de titulación), (Grado). [En línea]. Universidad Central del Ecuador, Facultad de Ingeniería en Geología, Minas, Petróleos y Ambiental, Carrera de Ingeniería en Minas. Quito-Ecuador. p. 17. [Consulta: 2022-11-9]. Disponible en: <http://www.dspace.uce.edu.ec/handle/25000/15288>

VILLAMARÍN JARAMILLO, María Luisa, & YUNGA SALINAS, Carmen Graciela. Optimización del sistema de explotación para arcillas en el Área Minera Alfadomus 1, parroquia Taquil, Cantón Loja, Provincia de Loja. (Trabajo de titulación), (Grado). [En línea]. Universidad Nacional de Loja. Facultad de la energía, las Industrias y los Recursos Naturales no Renovables. Carrera de ingeniería en geología ambiental y ordenamiento territorial. Loja-Ecuador. pp. 62-64. [Consulta: 2022-11-10]. Disponible en: <https://dspace.unl.edu.ec/jspui/handle/123456789/14789>

ZAMARRIPA MEDINA, Manuel. *Apuntes de Topografía*. [En línea]. México: Facultad de Estudios Superiores Acatlán UNAM, 2010. [Consulta: 10 noviembre 2022]. Disponible en: <http://www.bibliotecacpa.org.ar/greenstone/collect/facagr/index/assoc/HASHa003.dir/doc.pdf>


Ing. Cristian Castillo



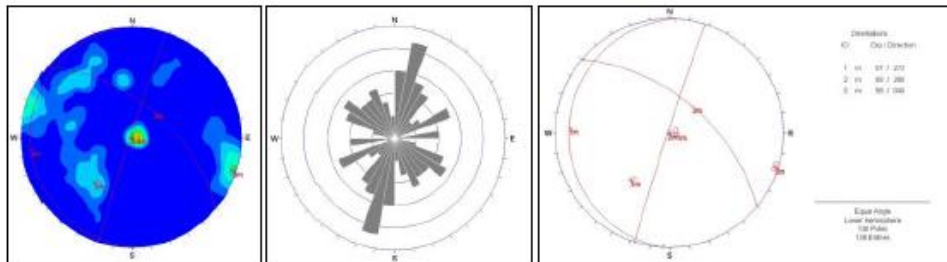
ANEXOS

ANEXO A: FAMILIAS ESTEREOGRÁFICAS

En campo se desarrollo el levantamiento de 136 datos en el macizo rocoso, para determinar la orientación de las familias mediante el ángulo de buzamiento y dirección de buzamiento, en la siguiente ilustración se observa la toma de los datos mencionados en el área de estudio.



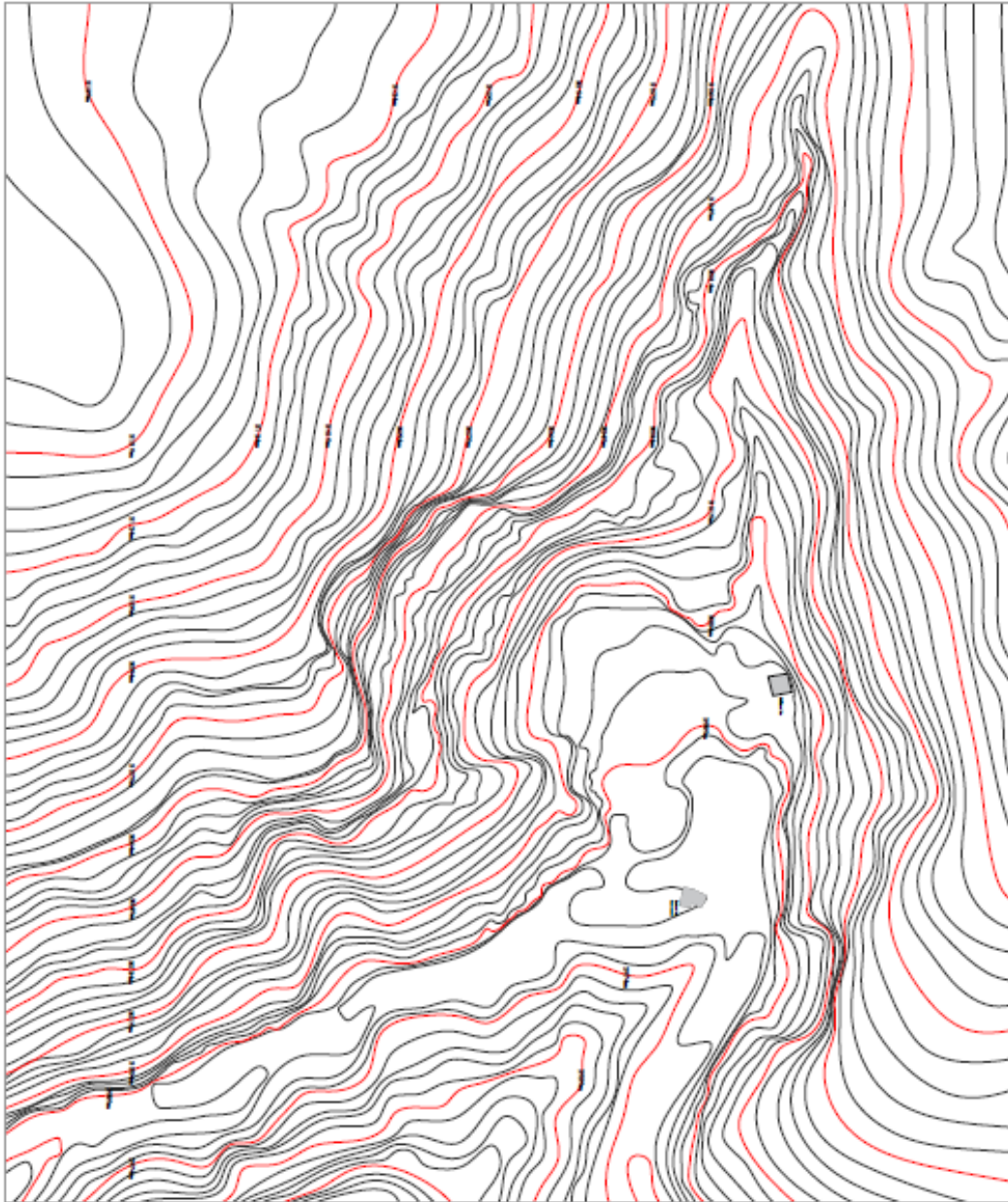
Con los datos listos en Excel y mediante la ayuda del software Dips, se determinó la orientación de las familias del macizo rocoso. A continuación, en la primera ilustración se determino las zonas de mayor densidad, por lo que se generaron los “sets”, en la segunda ilustración en el diagrama de rosetas el cual analiza los rumbos medidos en campo, se ve que tiene una familia principal y dos secundarias.



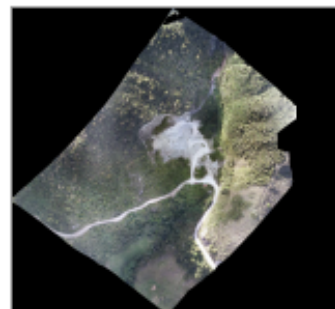
Por lo que, con el diagrama de densidad y el de rosetas se define la tendencia de tres familias.

Familias	Angulo de buzamiento	Dirección de buzamiento
I	7	273
II	88	288
III	56	40

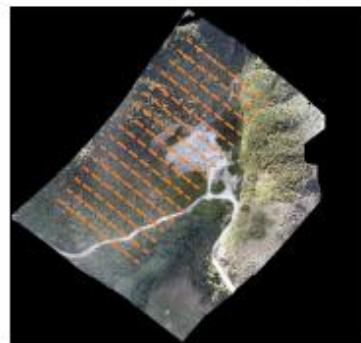
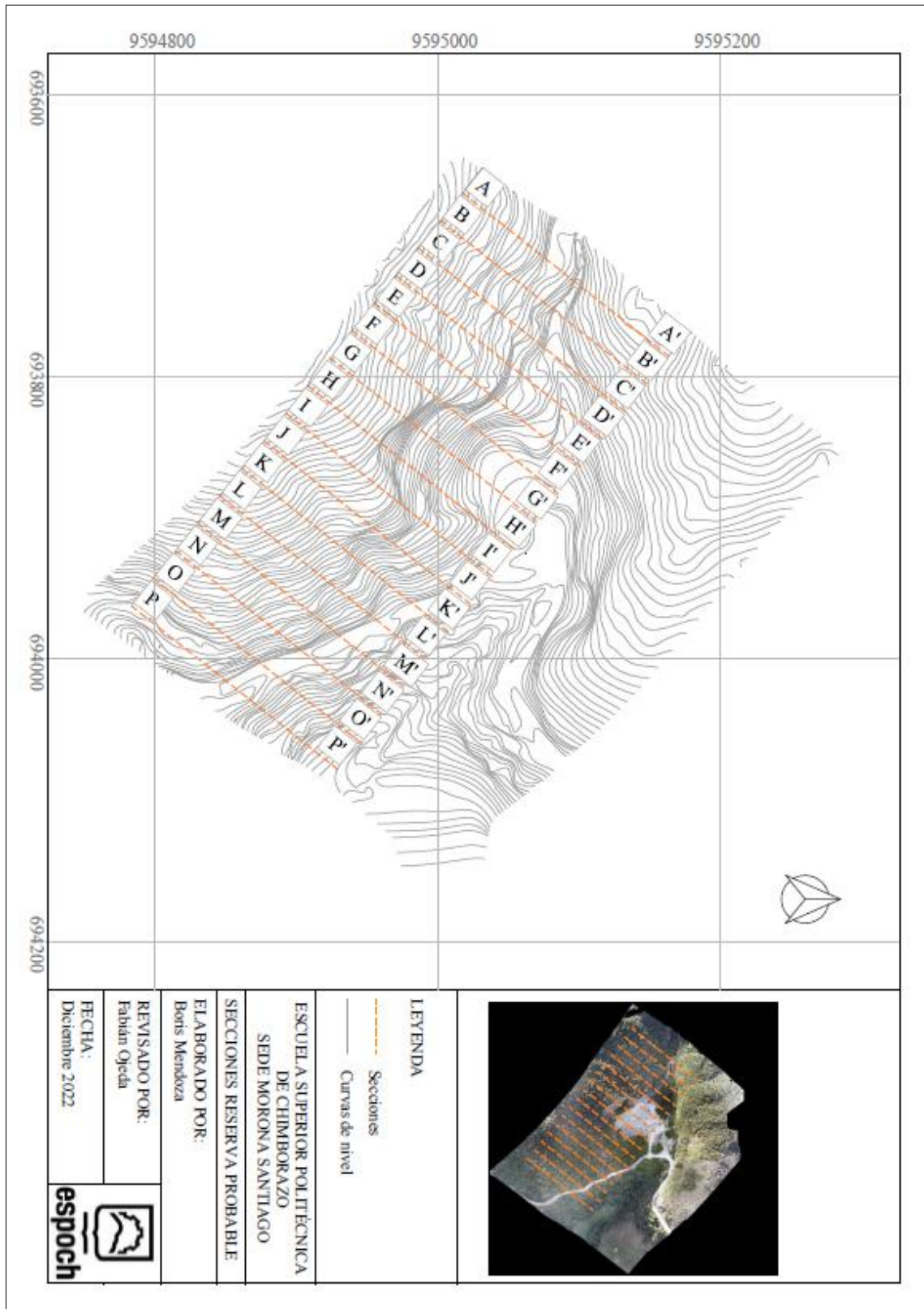
ANEXO B: LEVANTAMIENTO TOPOGRÁFICO



Levantamiento topográfico minus de	
Páramo Sangay	
Cuerpo de Invalidez, Juntos en desarrollo	
Ubicación Exacta - Loja - Sangay -	
Páramo Sangay	
Escala: 1:50000	
Proyecto: Mardun	Fecha: 19/12/2022
Elaborado: Andrés Salazar	



ANEXO C: CÁLCULO RESERVAS GENERALES



LEYENDA

- Secciones
- Curvas de nivel

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA
DE CHIMBORAZO
SEDE MORONA SANTIAGO

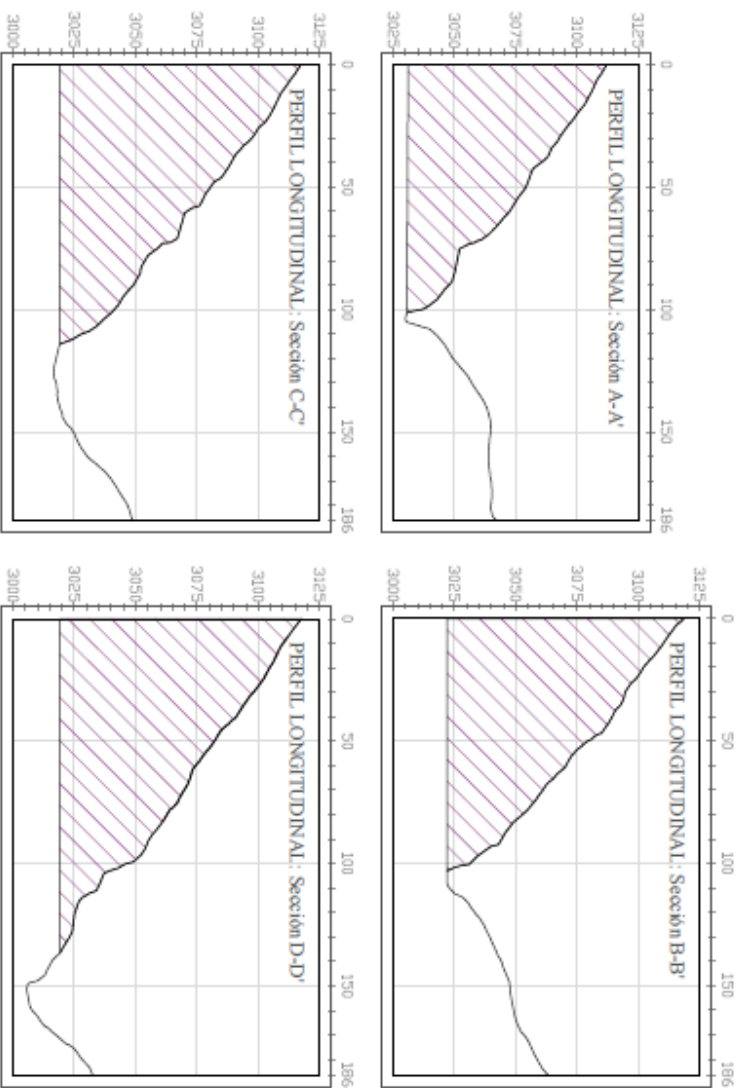
SECCIONES RESERVA PROBABLE

ELABORADO POR:
Bons Mendoza

REVISADO POR:
Fabian Ojeda

FECHA:
Diciembre 2022





LEYENDA

- - - Secciones
- Curvas de nivel

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA
DE CHIMBORAZO
SEDE MORONA SANTIAGO

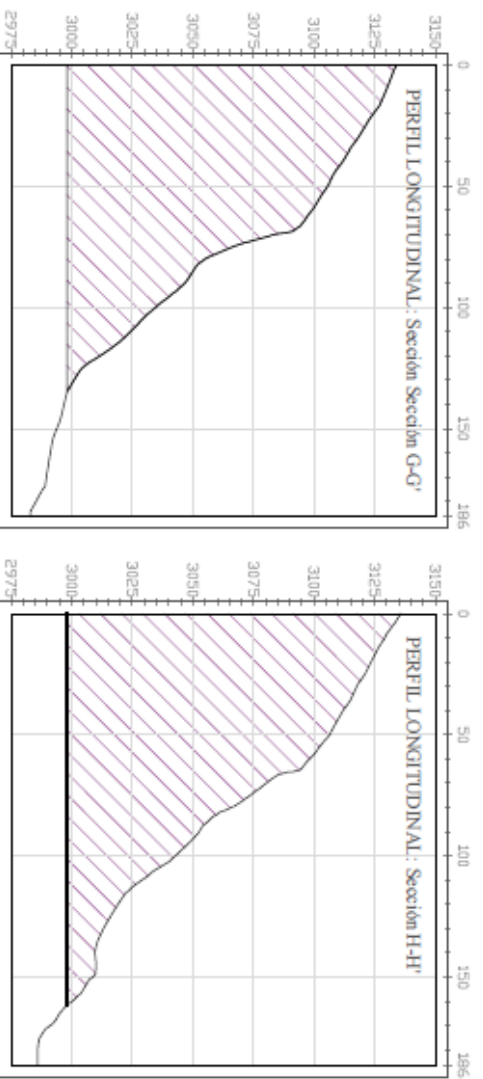
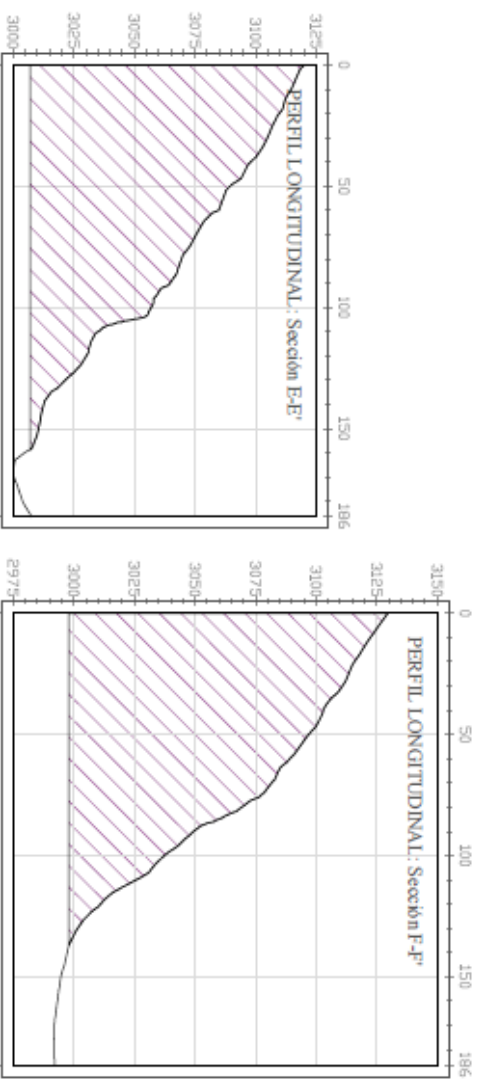
SECCIONES A-A' - D-D'

ELABORADO POR:
Boris Mendoza

REVISADO POR:
Fabían Ojeda

FECHA:
Diciembre 2022





LEYENDA

- Secciones
- Curvas de nivel

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA
DE CHIMBORAZO
SEDE MORONA SANTIAGO

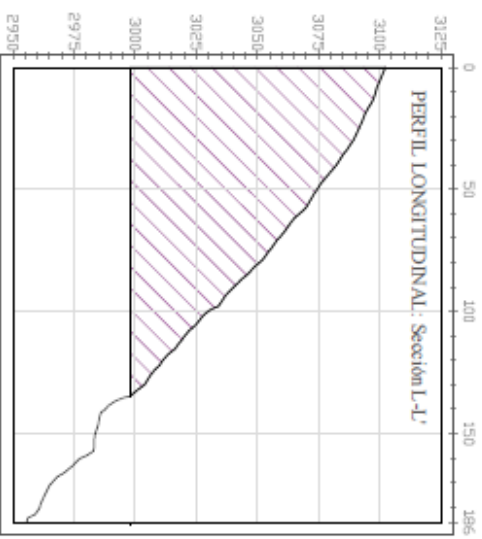
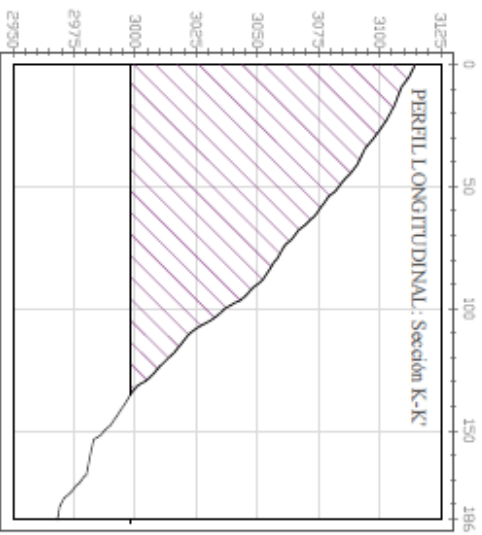
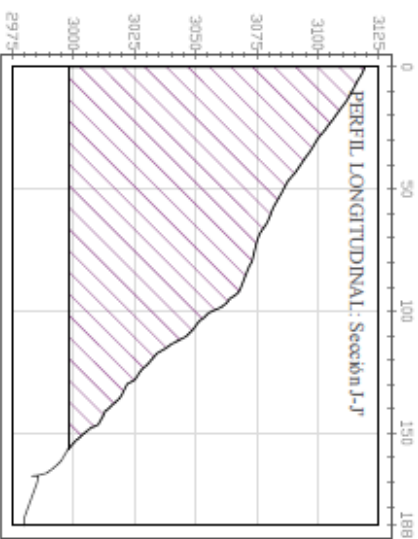
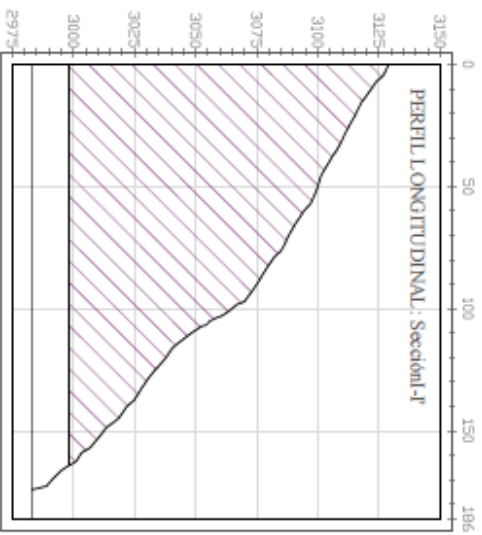
SECCIONES E-E' - H-H'

ELABORADO POR:
Boris Mendoza

REVISADO POR:
Fabían Ojeda

FECHA:
Diciembre 2022





LEYENDA

- - - Secciones
- Curvas de nivel

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA
DE CHIMBORAZO
SEDE MORONA SANTIAGO

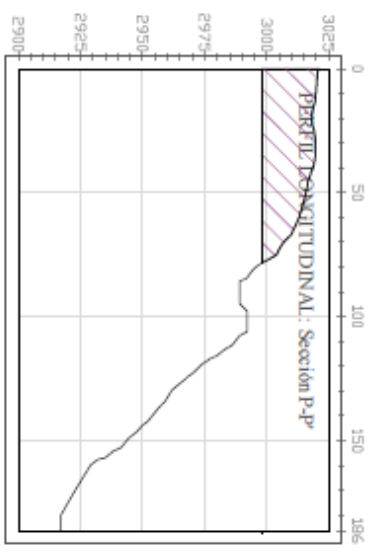
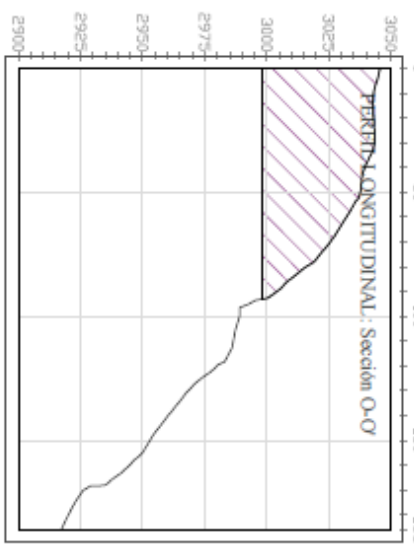
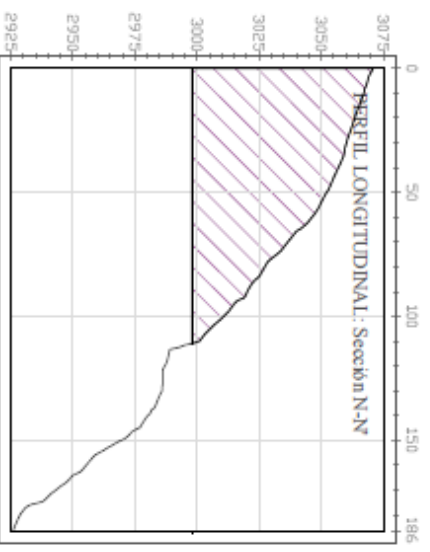
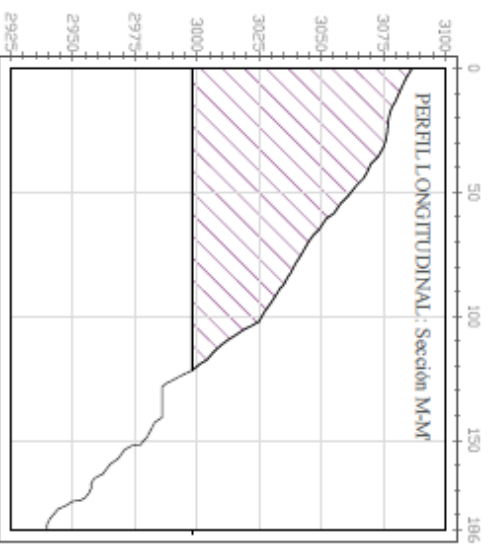
SECCIONES I-I' - L-L'

ELABORADO POR:
Boris Mendoza

REVISADO POR:
Fabian Ojeda

FECHA:
Diciembre 2022





LEYENDA

- Secciones
- Curvas de nivel

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA
DE CHIMBORAZO
SEDE MORONA SANTIAGO

SECCIONES E-E' - H-H'

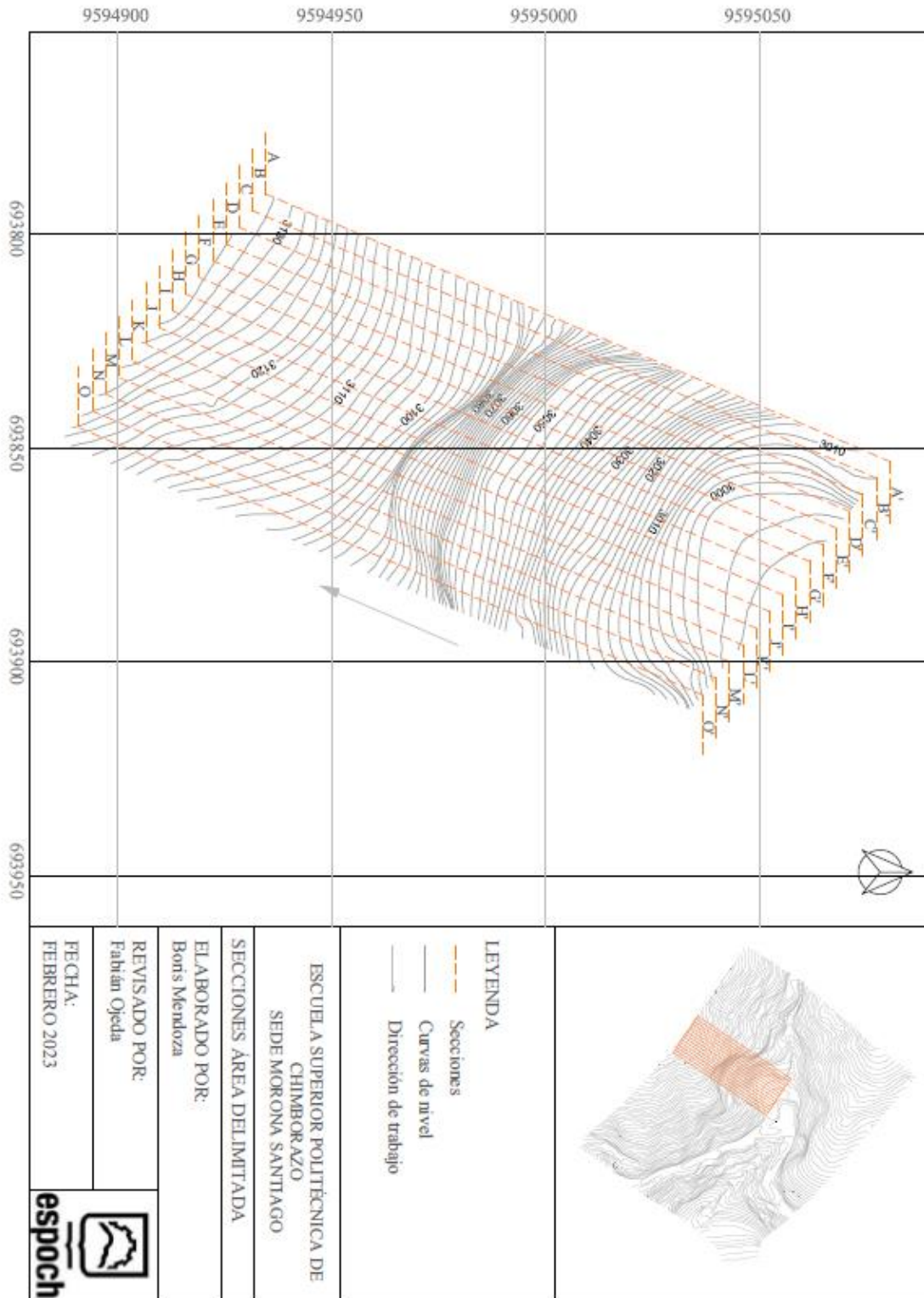
ELABORADO POR:
Boris Mendoza

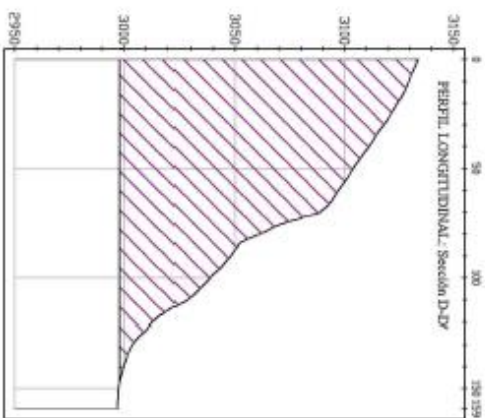
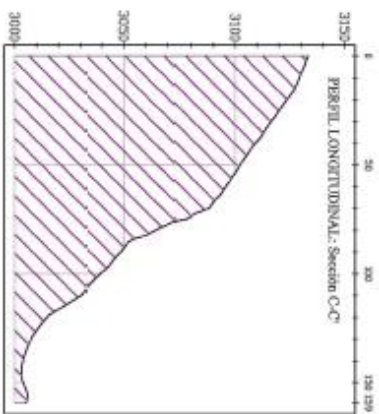
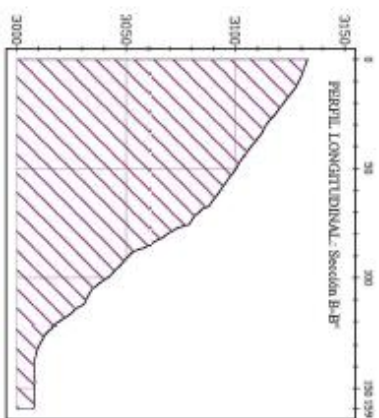
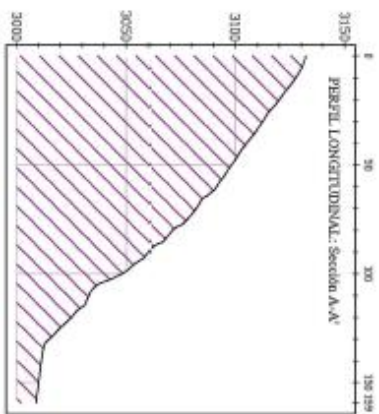
REVISADO POR:
Fabian Ojeda

FECHA:
Diciembre 2022



ANEXO D: CÁLCULO DE RESERVAS DELIMITADAS





ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE
CHIMBORAZO
SEDE MORONA SANTIAGO

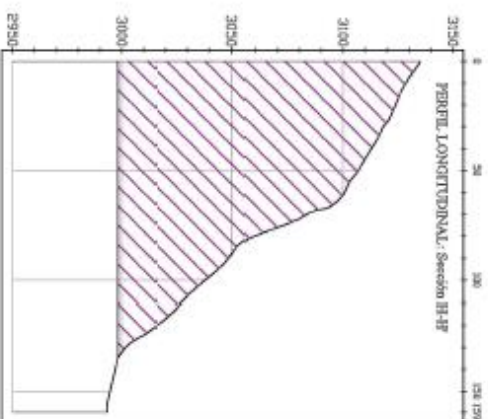
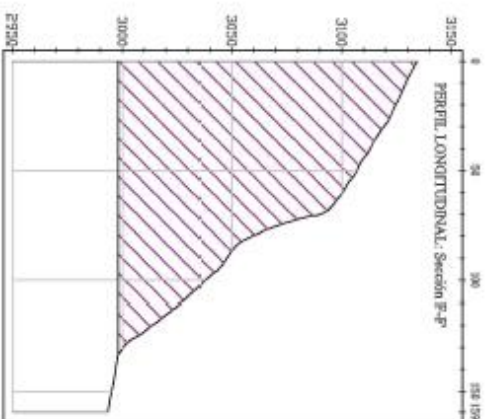
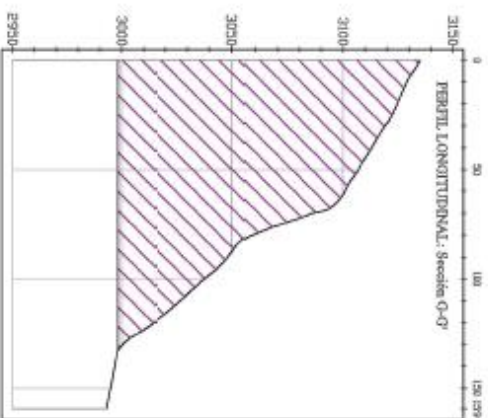
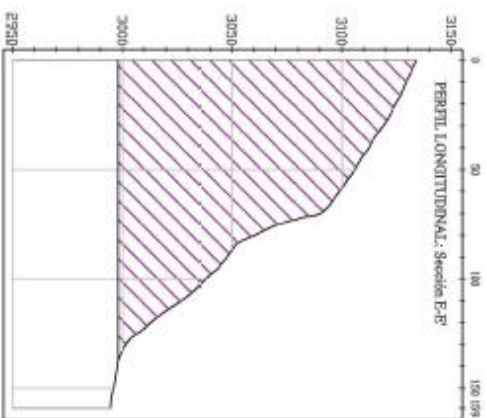
SECCIONES A-A' - D-D'

ELABORADO POR:
Boris Mendoza

REVISADO POR:
Fabían Ojeda

FECHA:
FEBRERO 2023





ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE
CHIMBORAZO
SEDE MORONA SANTIAGO

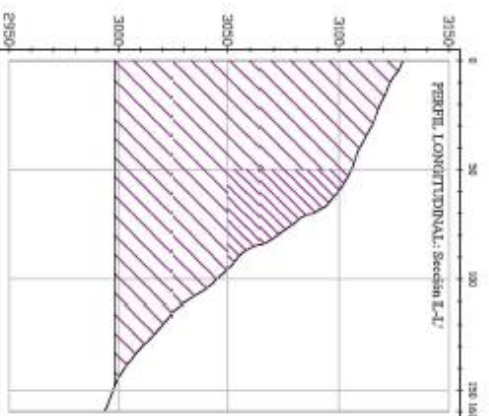
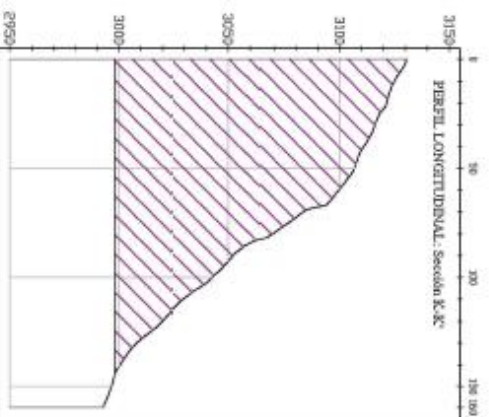
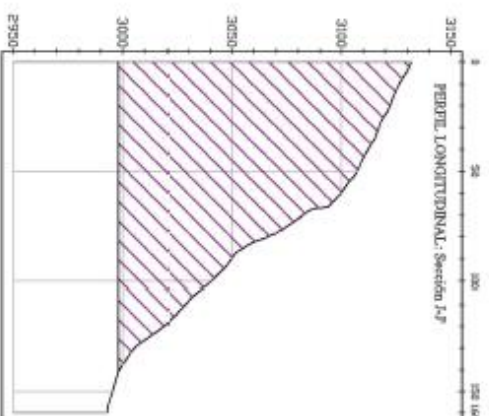
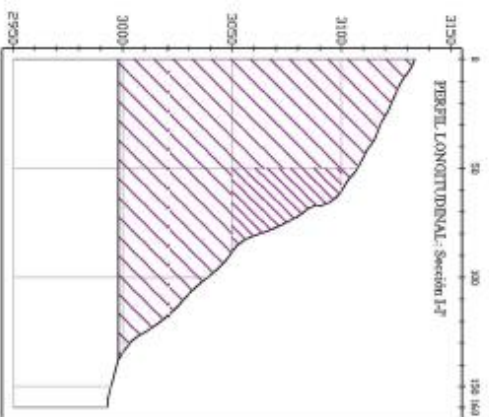
SECCIONES E-E' - H-H'

ELABORADO POR:
Boris Mendoza

REVISADO POR:
Fabian Ojeda

FECHA:
FEBRERO 2023





ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE
CHIMBORAZO
SEDE MORONA SANTIAGO

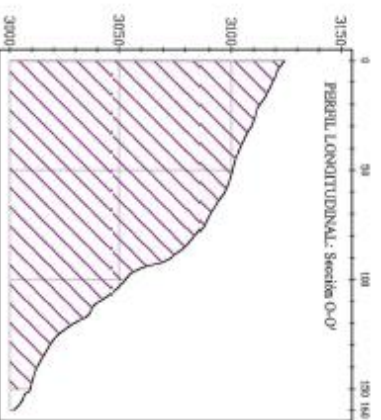
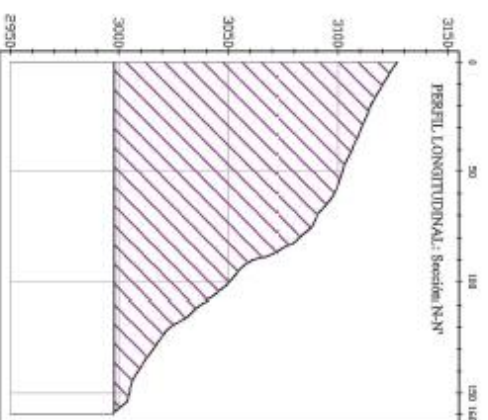
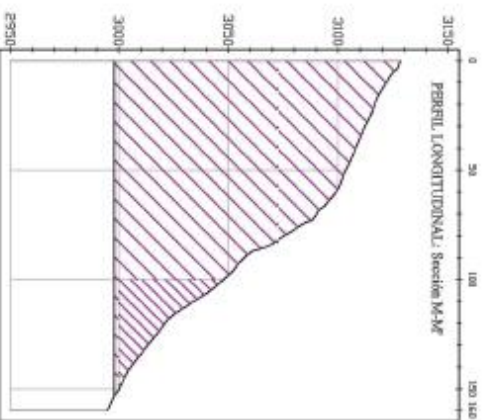
SECCIONES I-F - L-L'

ELABORADO POR:
Boris Mendoza

REVISADO POR:
Fabian Ojeda

FECHA:
FEBRERO 2023





ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE
CHIMBORAZO
SEDE MORONA SANTIAGO

SECCIONES M-M' - O-O'

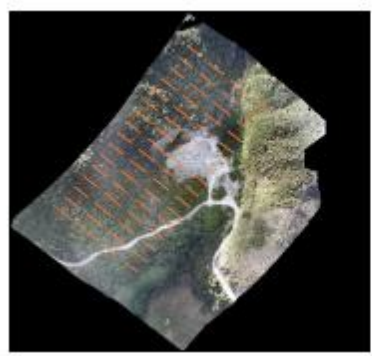
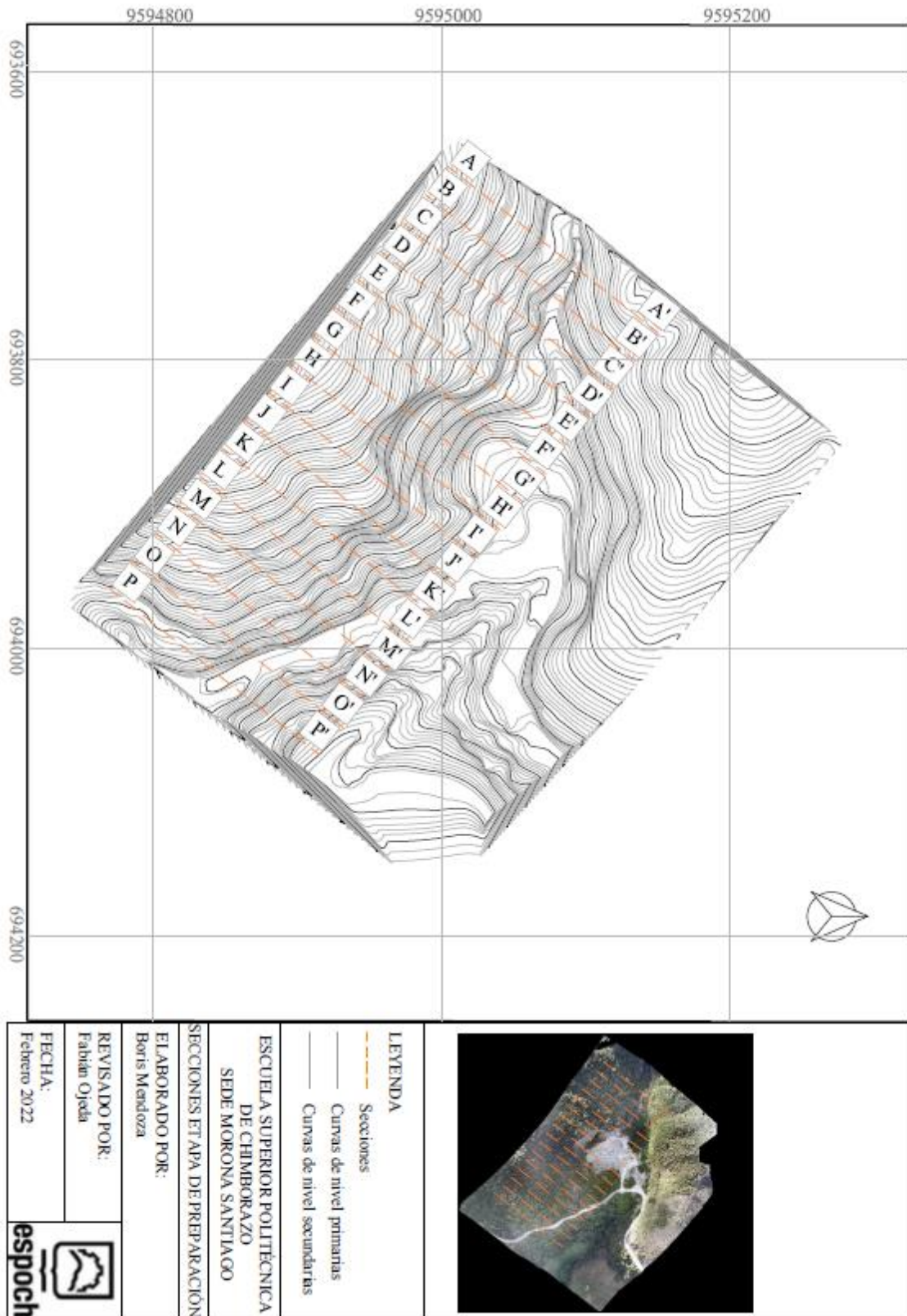
ELABORADO POR:
Boris Mendoza

REVISADO POR:
Fabian Ojeda

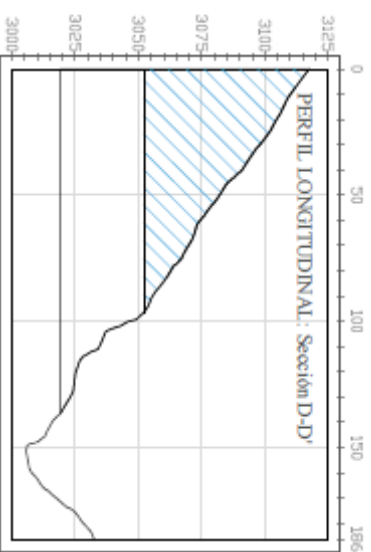
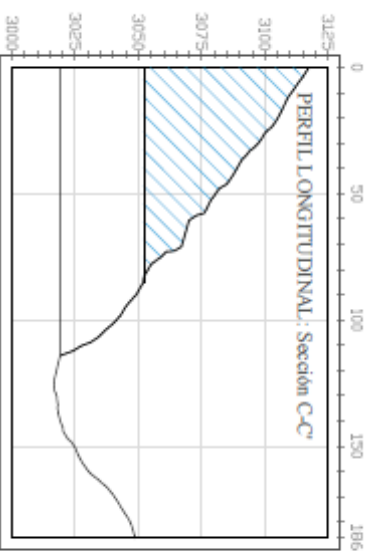
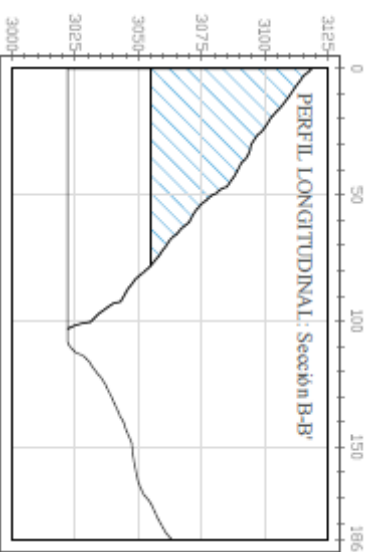
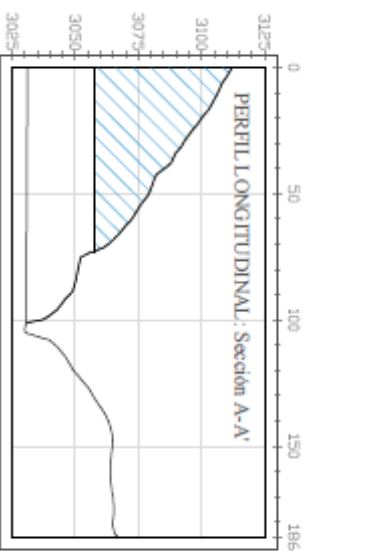
FECHA:
FEBRERO 2023




ANEXO E: SECCIONES ETAPA DE PREPARACIÓN



<p>LEYENDA</p> <ul style="list-style-type: none"> --- Secciones --- Curvas de nivel primarias --- Curvas de nivel secundarias
<p>ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE CHIMBORAZO SEDE MORONA SANTIAGO</p>
<p>SECCIONES ETAPA DE PREPARACIÓN</p>
<p>ELABORADO POR: Boris Mendoza</p>
<p>REVISADO POR: Fabian Ojeda</p>
<p>FECHA: Febrero 2022</p>



LEYENDA

 Material de desbaste

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA
DE CHIMBORAZO
SEDE MORONA SANTIAGO

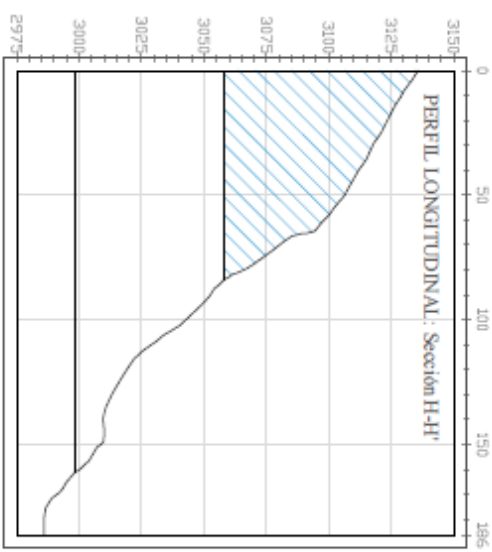
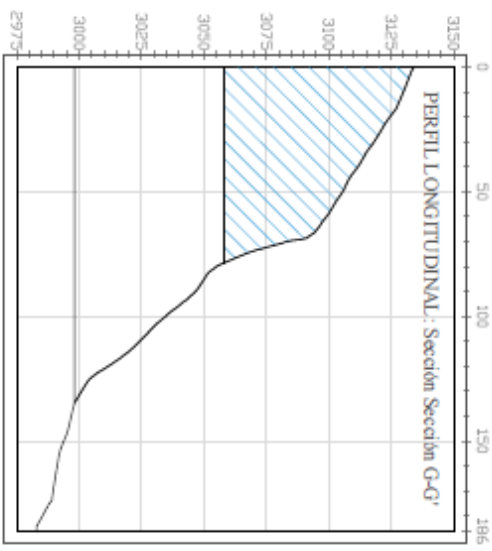
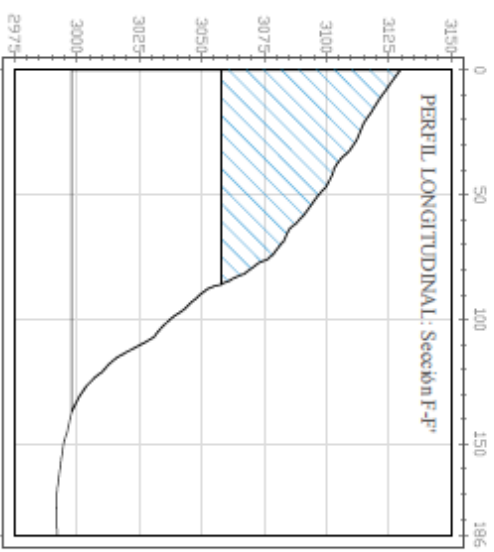
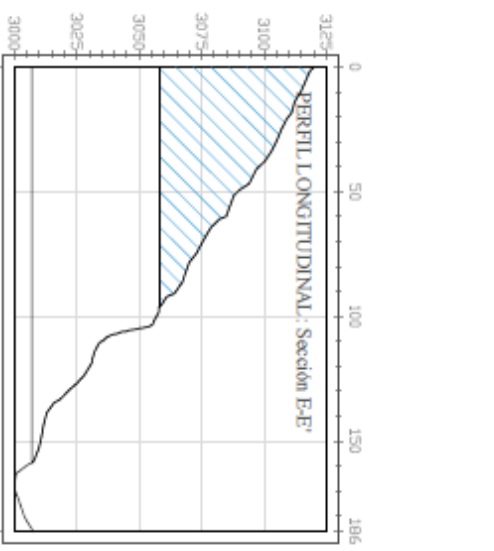
SECCIONES A-A' - D-D'


ELABORADO POR:
Boris Mendoza

REVISADO POR:
Fabian Ojeda

FECHA:
Diciembre 2022





LEYENDA
 Material de deslape

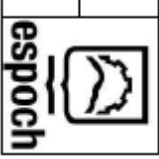
ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA
 DE CHIMBORAZO
 SEDE MORONA SANTÍAGO

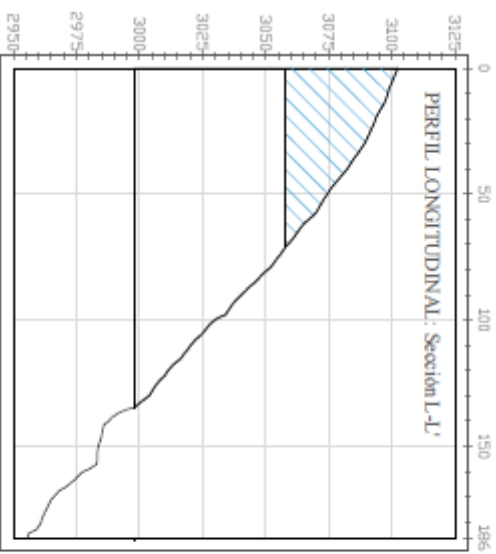
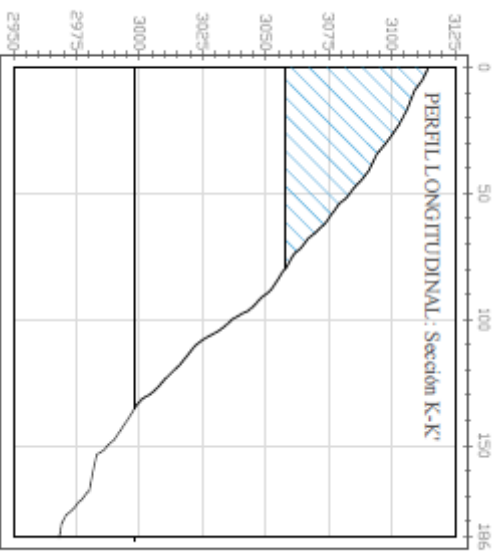
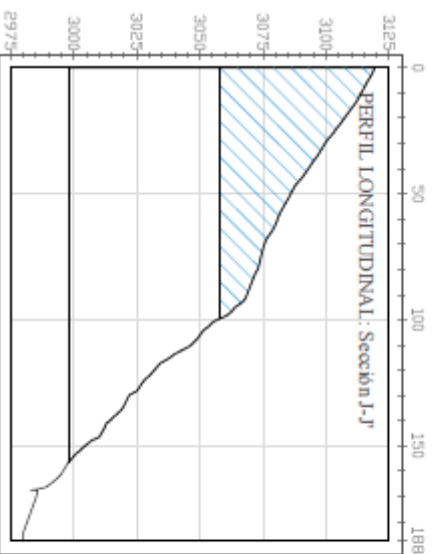
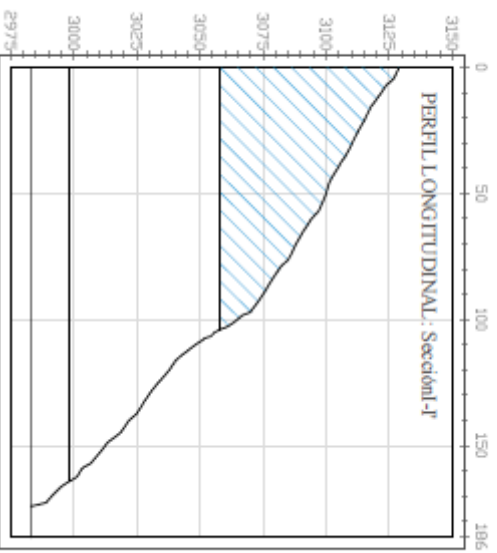
SECCIONES E-E' - H-H'


ELABORADO POR:
 Boris Mendoza

REVISADO POR:
 Fabián Ojeda

FECHA:
 Diciembre 2022





LEYENDA
 Material de desbaste

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA
 DE CHIMBORAZO
 SEDE MORONA SANTIAGO

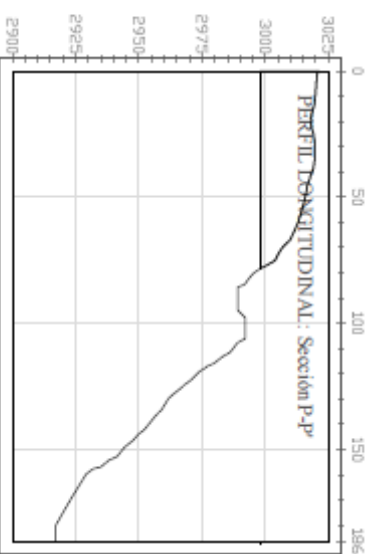
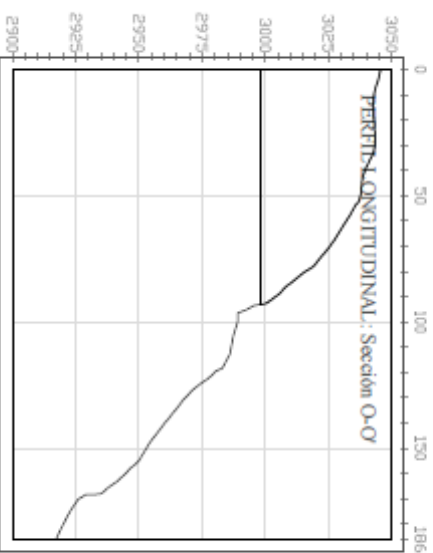
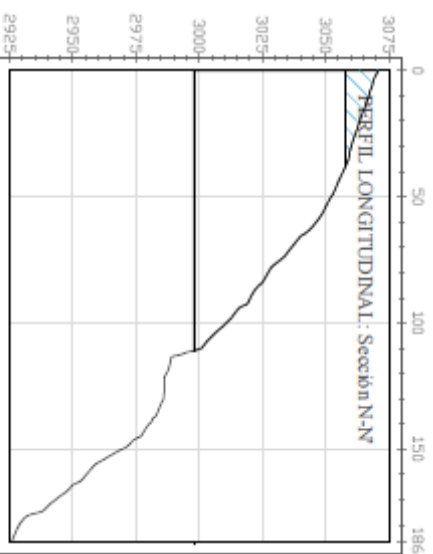
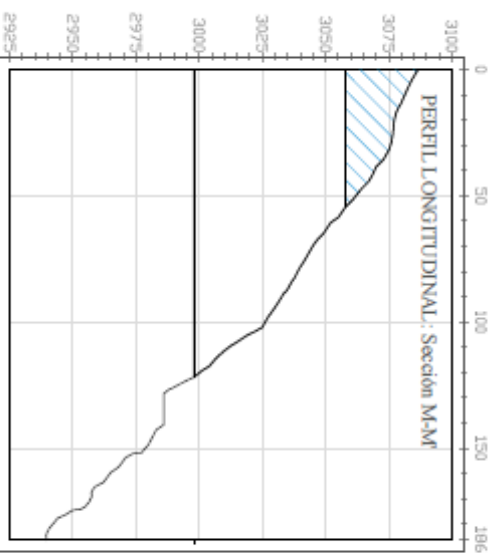
SECCIONES I-J' - L-L'


ELABORADO POR:
 Boris Mendoza

REVISADO POR:
 Fabián Ojeda

FECHA:
 Diciembre 2022





LEYENDA
 Material de deslape

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA
 DE CHIMBORAZO
 SEDE MORONA SANTIAGO

SECCIONES E-E' - H-H'

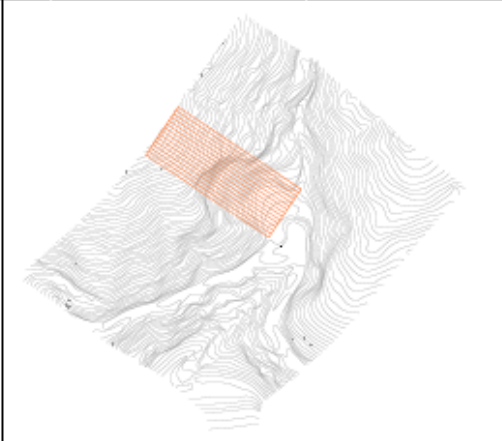
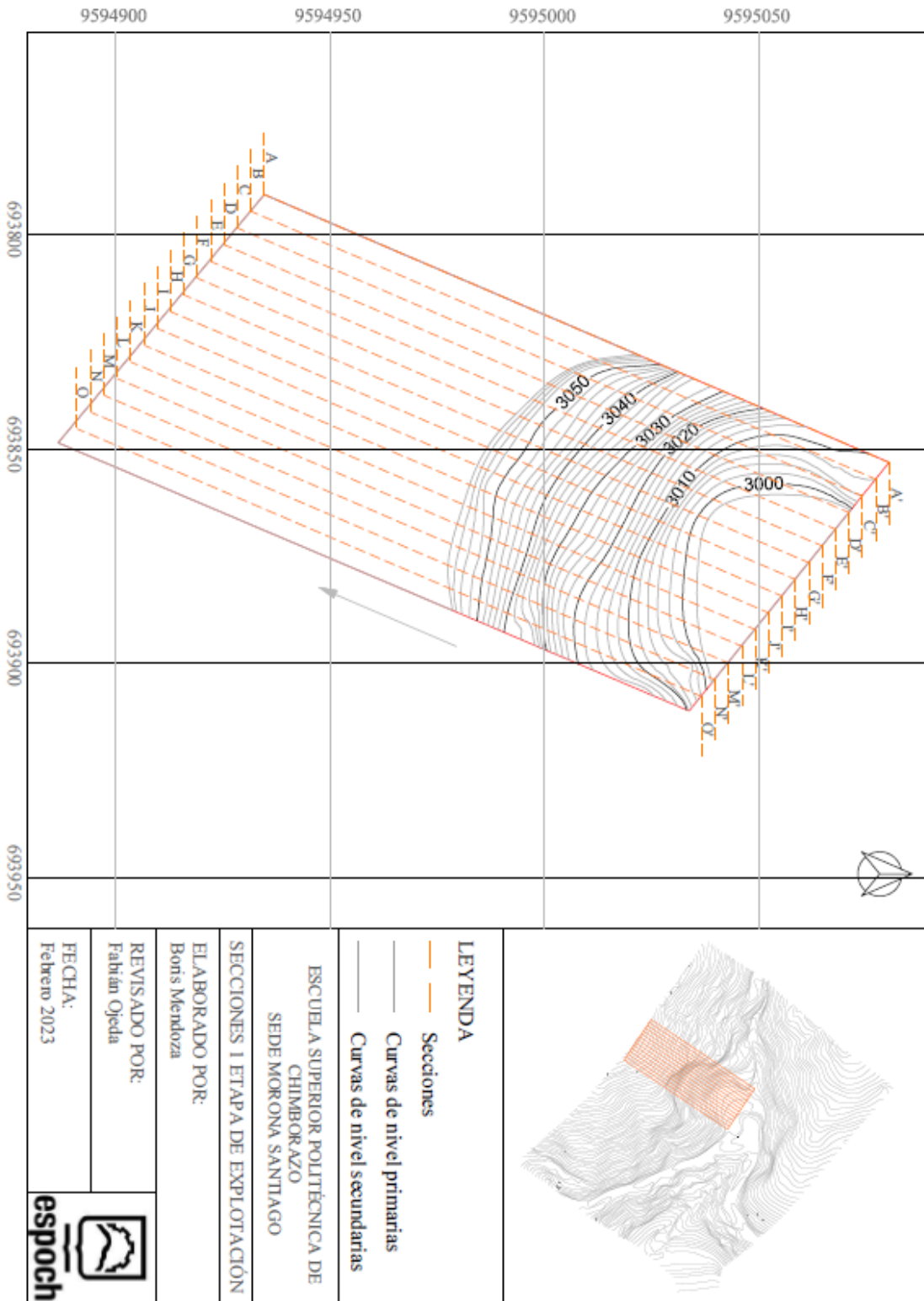
ELABORADO POR:
 Boris Mendoza

REVISADO POR:
 Fabian Ojeda

FECHA:
 Diciembre 2022

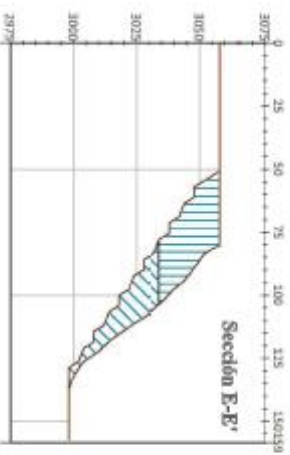
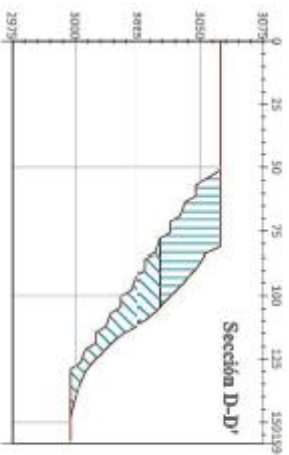
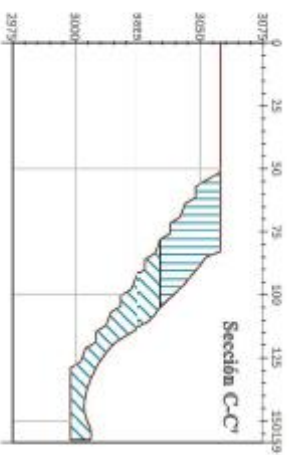
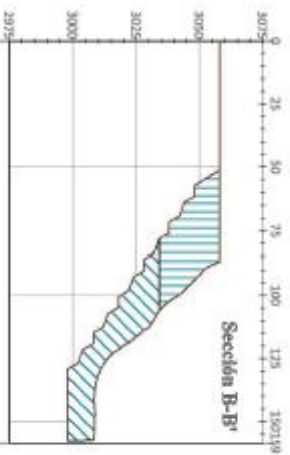
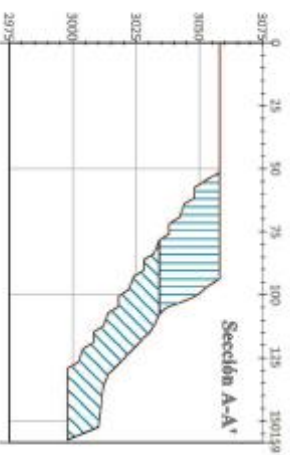


ANEXO F: SECCIONES ETAPA I



<p>LEYENDA</p> <ul style="list-style-type: none"> --- Secciones --- Curvas de nivel primarias --- Curvas de nivel secundarias 	
<p>ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE CHIMBORAZO SEDE MORONA SANTIAGO</p>	
<p>SECCIONES 1 ETAPA DE EXPLOTACIÓN</p>	
<p>ELABORADO POR: Bonis Mendoza</p>	
<p>REVISADO POR: Fabían Ojeda</p>	
<p>FECHA: Febrero 2023</p>	





- LEYENDA**
-  Material estéril
 -  Material de interés

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA
DE CHIMBORAZO
SEDE MORONA SANTIAGO

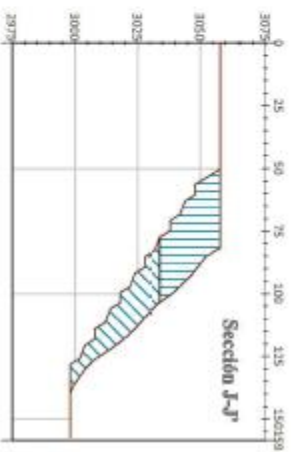
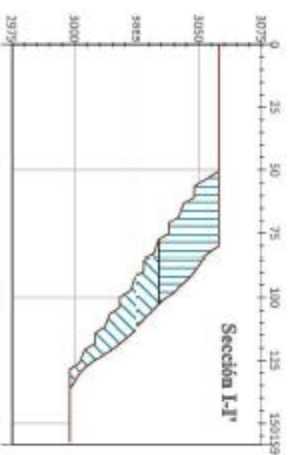
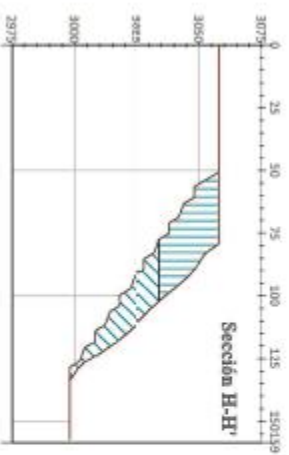
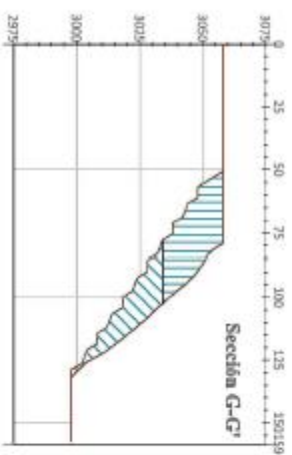
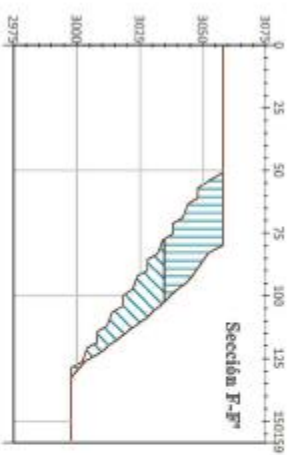
SECCIONES A-A' - E-E' - Etapa I

ELABORADO POR:
Boris Mendoza

REVISADO POR:
Fabian Ojeda

FECHA:
Febrero 2022





- LEYENDA**
-  Material estéril
 -  Material de interés

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA
DE CHIMBORAZO
SEDE MORONA SANTIAGO

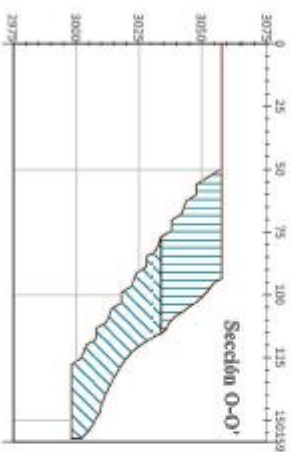
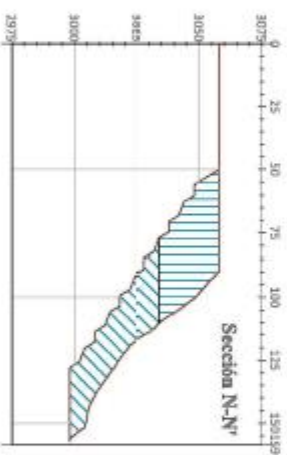
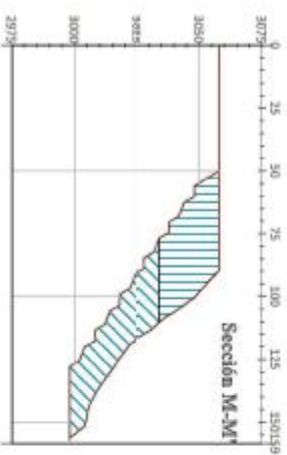
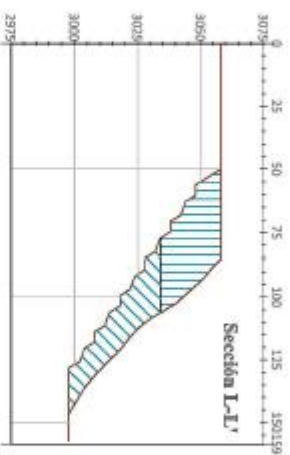
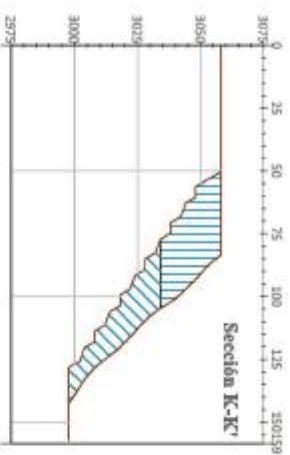
SECCIONES F-F' - J-J' - Etapa I

ELABORADO POR:
Boris Mendoza

REVISADO POR:
Fabían Ojeda

FECHA:
Febrero 2022





- LEYENDA**
-  Material estéril
 -  Material de interés

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA
DE CHIMBORAZO
SEDE MORONA SANTIAGO

SECCIONES K-K' - O-O' - Etapa I

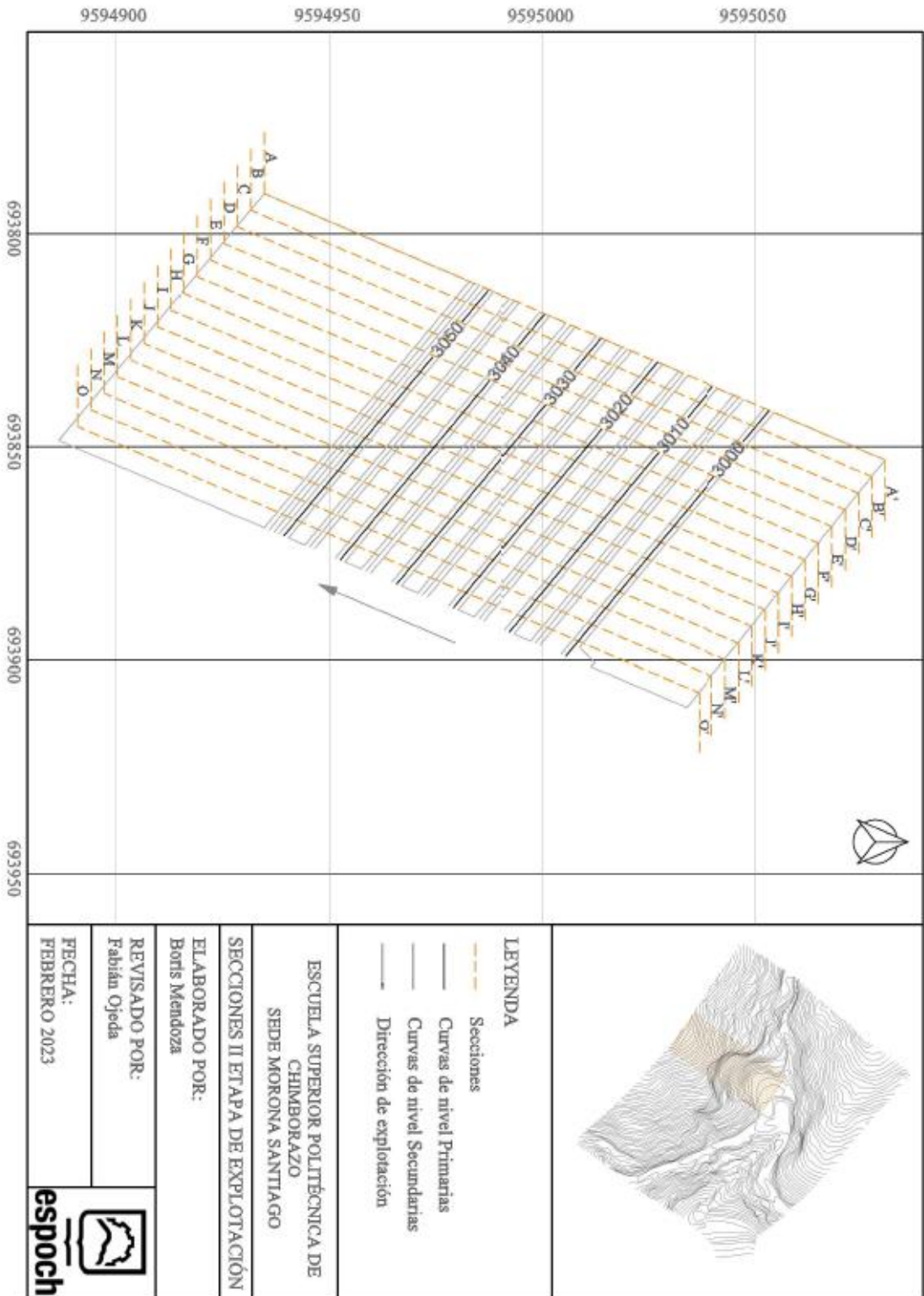
ELABORADO POR:
Boris Mendoza

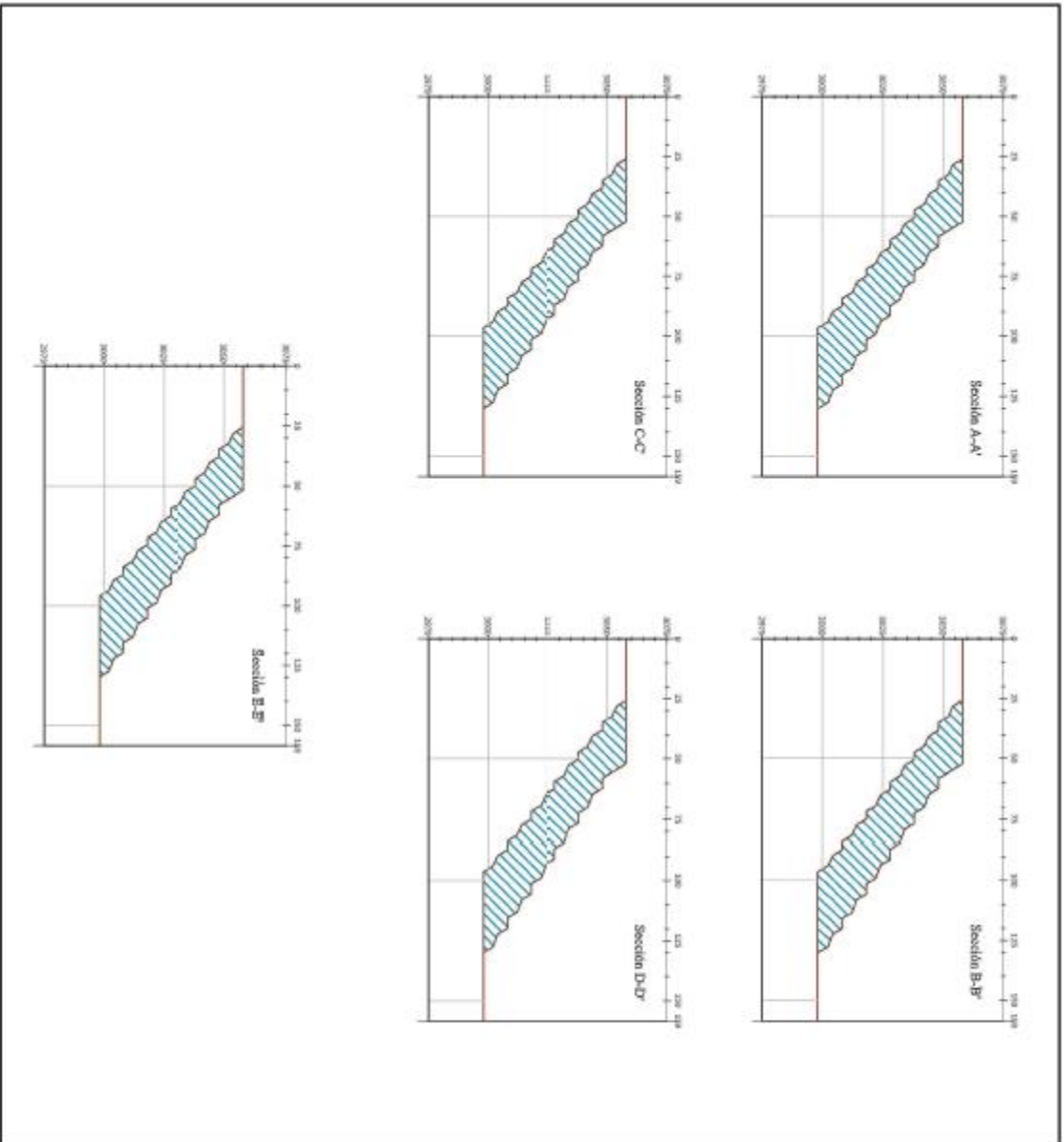
REVISADO POR:
Fabian Ojeda

FECHA:
Febrero 2022



ANEXO G: SECCIONES ETAPA II





LEYENDA
 Material Etapa I

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA
 DE CHIMBORAZO
 SEDE MORONA SANTIAGO

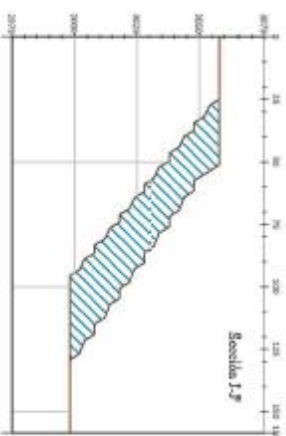
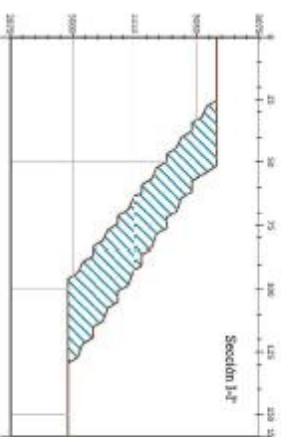
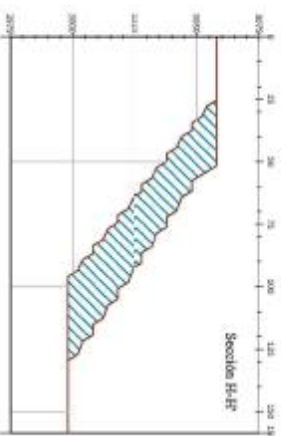
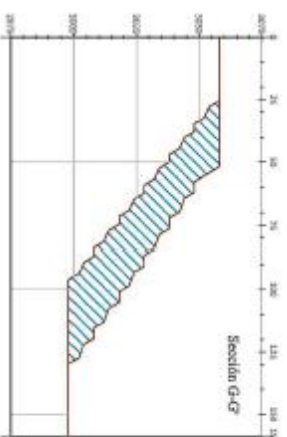
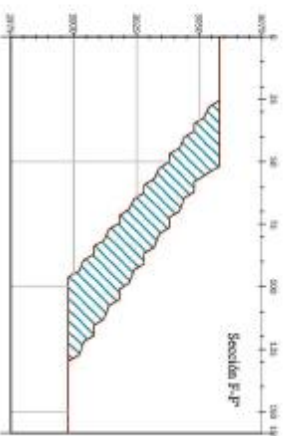
SECCIONES A-A' - E-E' - Etapa II

ELABORADO POR:
 Boris Mendoza

REVISADO POR:
 Fabián Ojeda

FECHA:
 Febrero 2022





LEYENDA
 Material Etapa I

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA
 DE CHIMBORAZO
 SEDE MORONA SANTIAGO

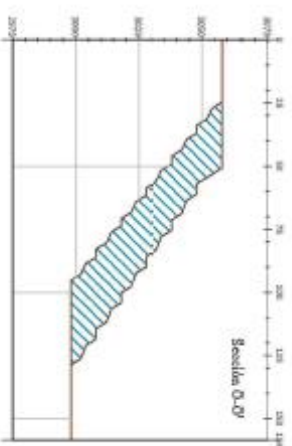
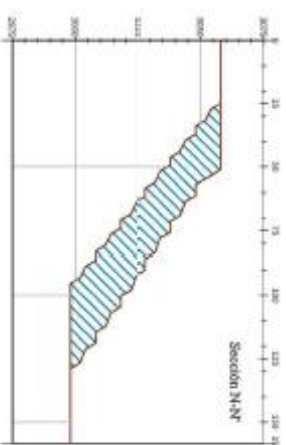
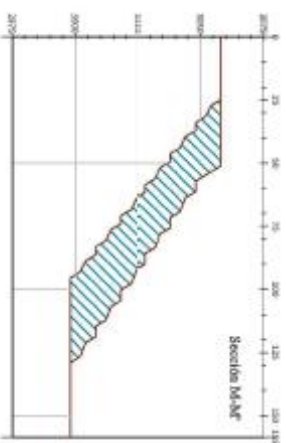
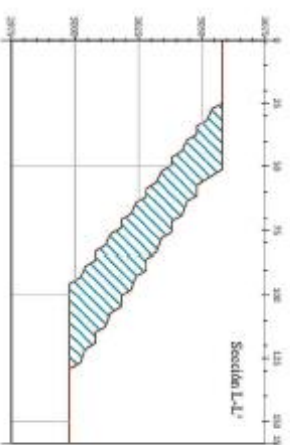
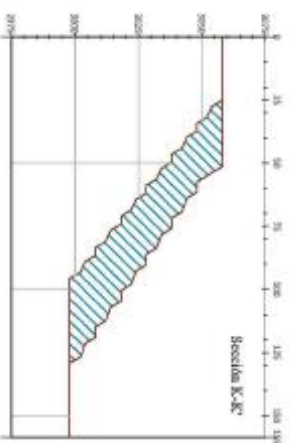
SECCIONES F-F - J-J - Etapa II

ELABORADO POR:
 Boris Mendoza

REVISADO POR:
 Fabián Ojeda

FECHA:
 Febrero 2022





LEYENDA
 Material Etapa I

**ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA
 DE CHIMBORAZO
 SEDE MORONA SANTIAGO**

SECCIONES K-K' - O-O' - Etapa II

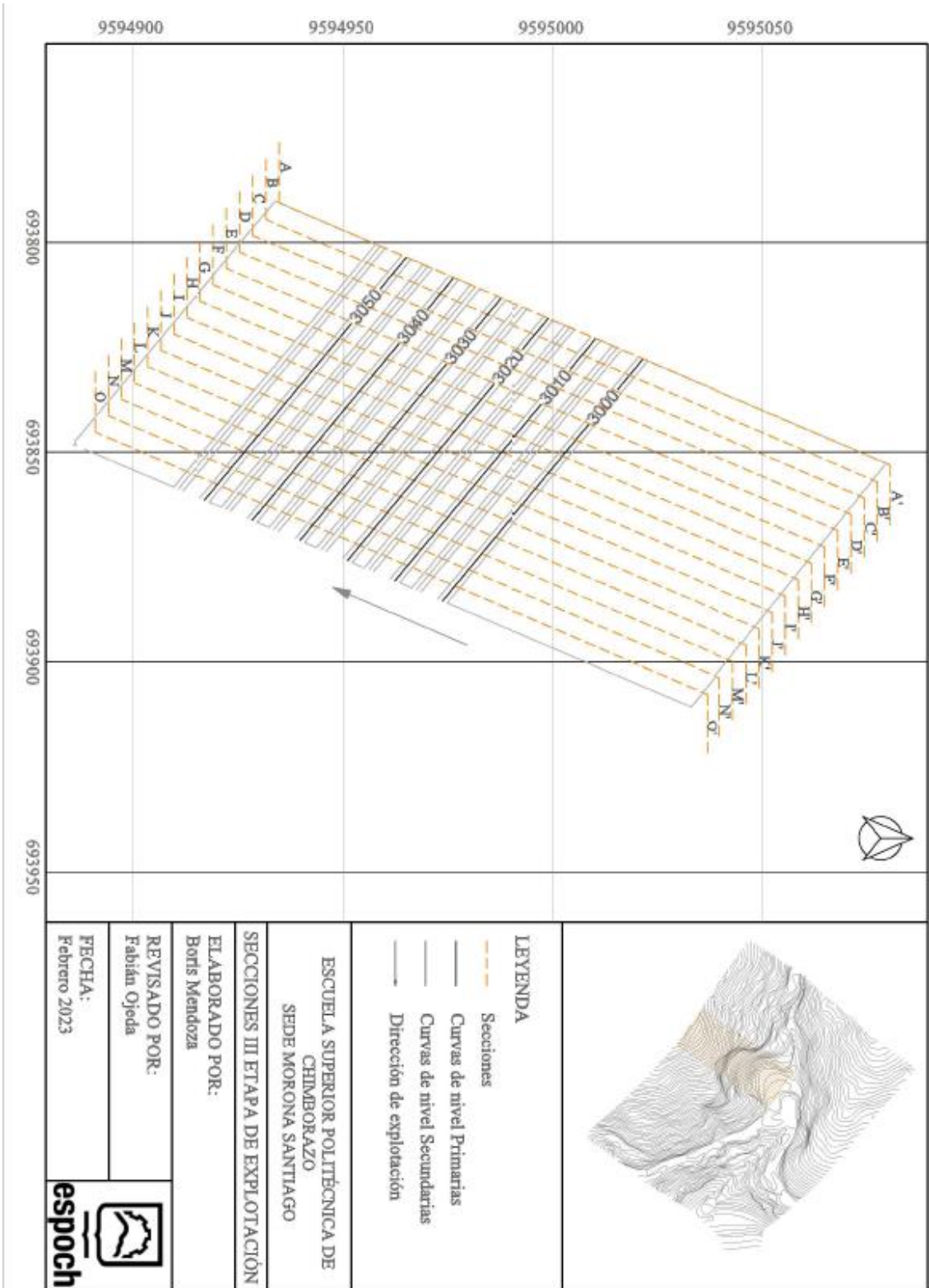
**ELABORADO POR:
 Boris Mendoza**

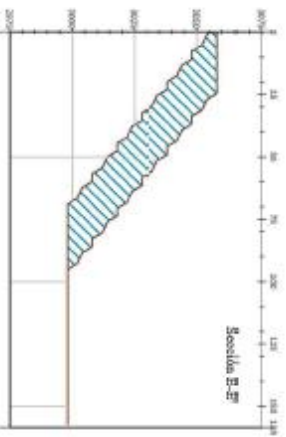
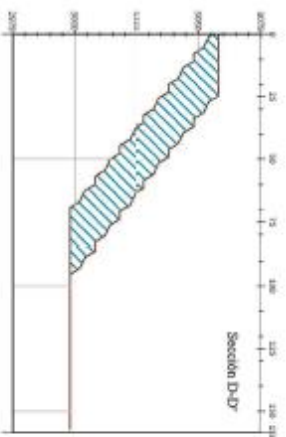
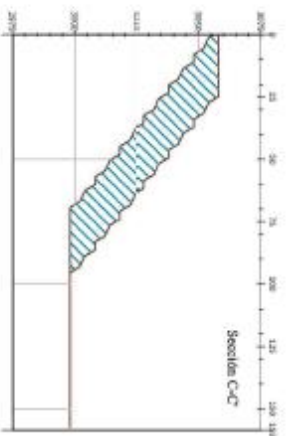
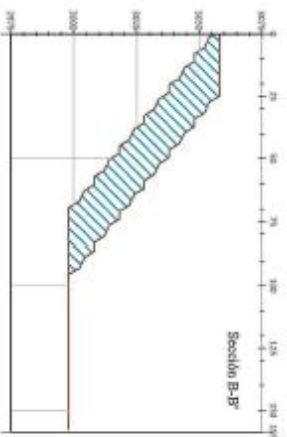
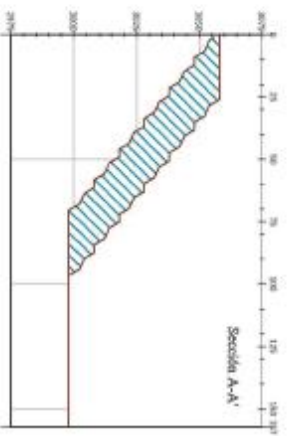
**REVISADO POR:
 Fabián Ojeda**

**FECHA:
 Febrero 2022**



ANEXO H: SECCIONES ETAPA III





LEYENDA
 Material Etapa I

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA
 DE CHIMBORAZO
 SEDE MORONA SANTÍAGO

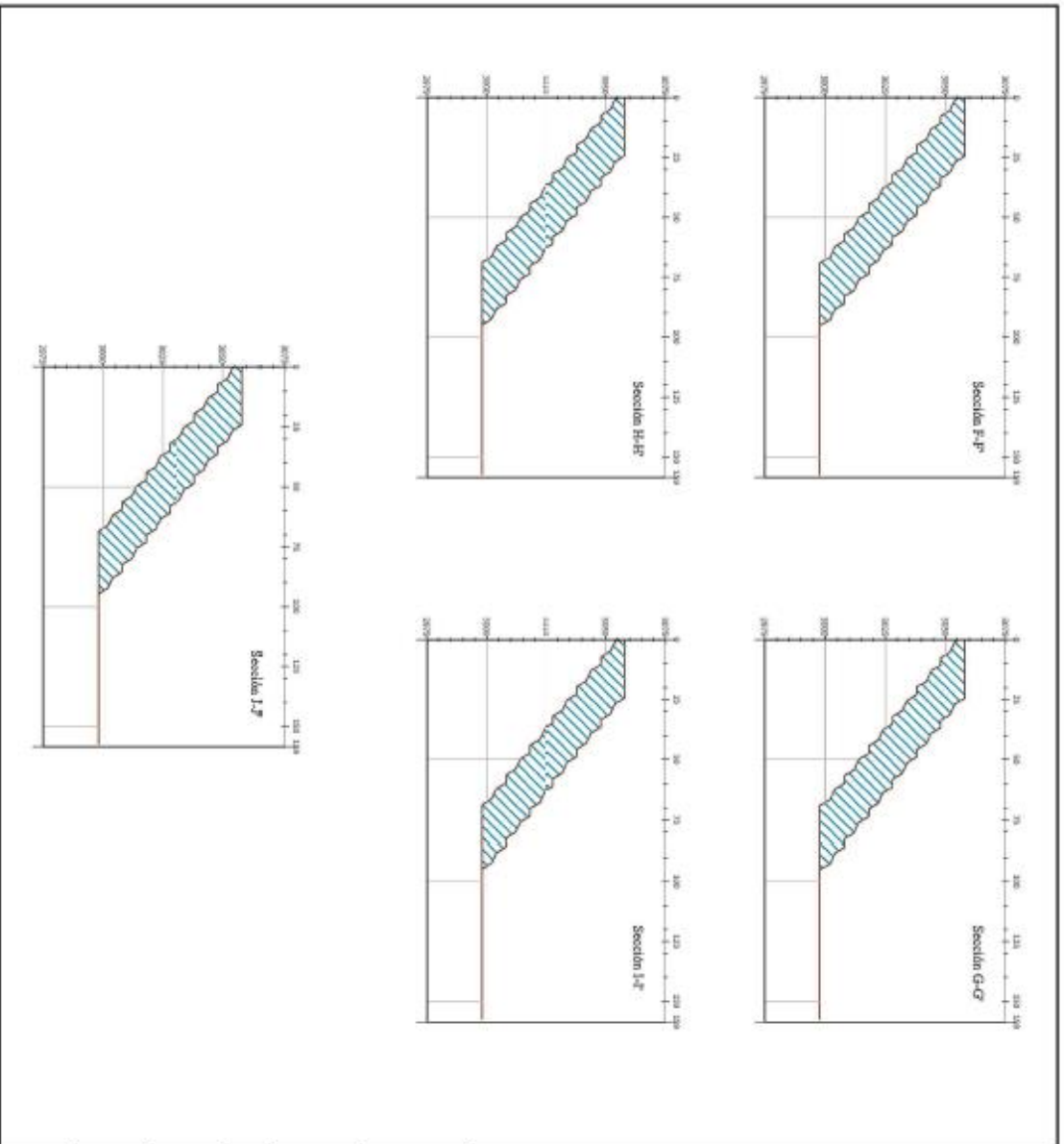
SECCIONES A-A' - E-E' - Etapa III

ELABORADO POR:
 Boris Mendoza

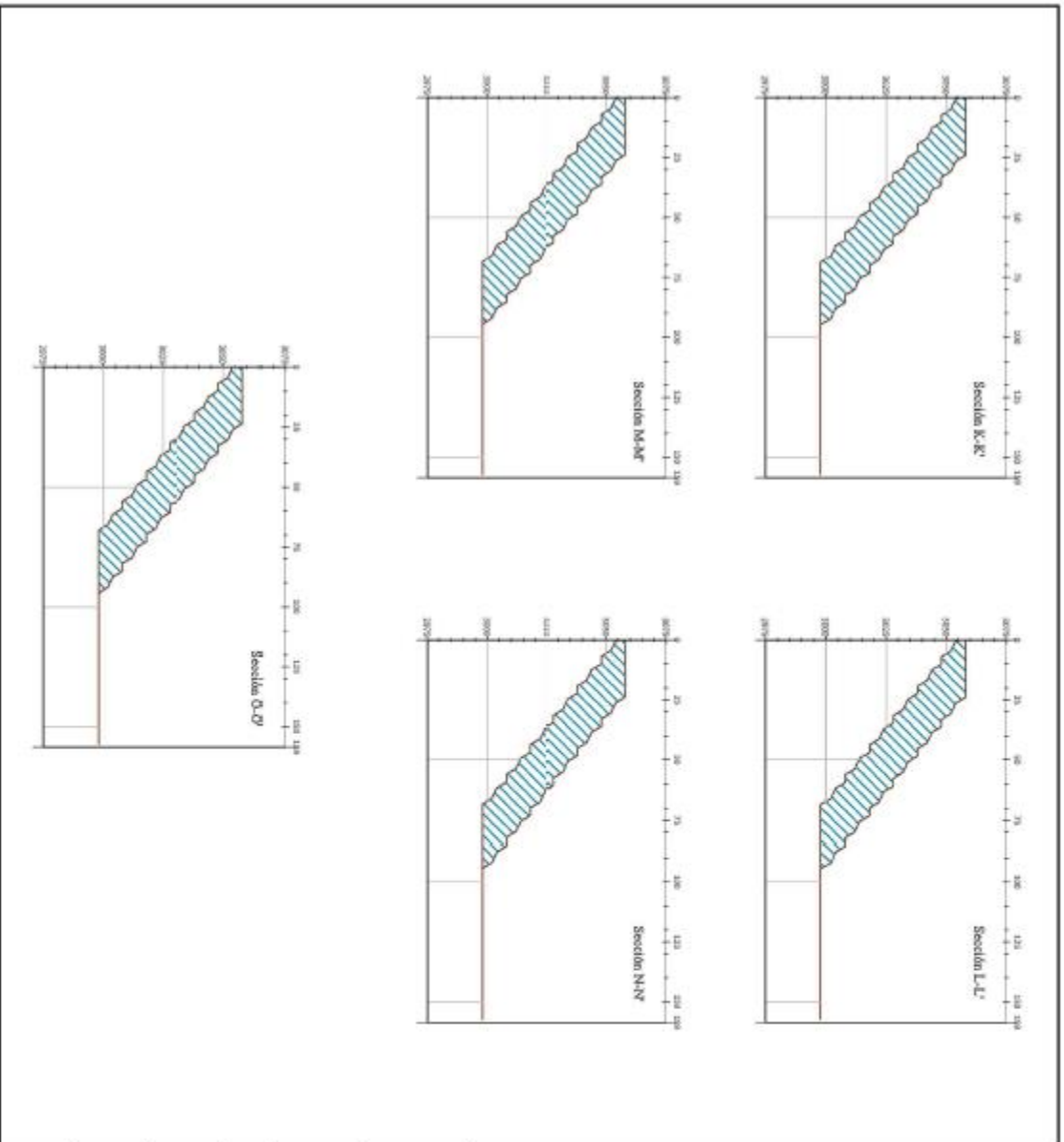
REVISADO POR:
 Fabián Ojeda

FECHA:
 Febrero 2022





<p>LEYENDA</p> <p> Material Etapa I</p>	
<p>ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE CHIMBORAZO SEDE MORONA SANTAGO</p>	
<p>SECCIONES F-F' - J-J' - Etapa III</p>	
<p>ELABORADO POR: Boris Mendoza</p>	
<p>REVISADO POR: Fabían Ojeda</p>	
<p>FECHA: Febrero 2022</p>	
	



LEYENDA
 Material Etapa I

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA
 DE CHIMBORAZO
 SEDE MORONA SANTIAGO

SECCIONES K-K' - O-O' - Etapa III

ELABORADO POR:
 Boris Mendoza

REVISADO POR:
 Fabián Ojeda

FECHA:
 Febrero 2022





epoch

Dirección de Bibliotecas y
Recursos del Aprendizaje

UNIDAD DE PROCESOS TÉCNICOS Y ANÁLISIS BIBLIOGRÁFICO Y
DOCUMENTAL

REVISIÓN DE NORMAS TÉCNICAS, RESUMEN Y BIBLIOGRAFÍA

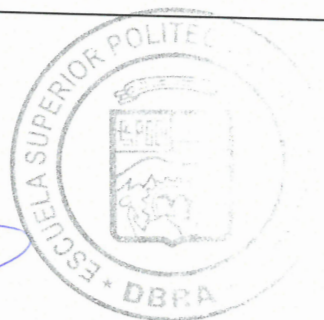
Fecha de entrega: 22 / 06 / 2023

INFORMACIÓN DEL AUTOR/A (S)
Nombres – Apellidos: Boris Vinicio Mendoza Otavalo
INFORMACIÓN INSTITUCIONAL
Facultad: Recursos Naturales
Carrera: Minas
Título a optar: Ingeniero en Minas
f. responsable: Ing. Cristhian Fernando Castillo Ruiz



D.B.R.A.I.

Ing. Cristhian Castillo



1049-DBRA-UTP-2023