



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

**DISEÑO DE EXCAVACIÓN EN LA MINA “EL PIQUE”,
MEDIANTE PROFUNDIZACIÓN INCLINADA, UBICADA EN EL
BARRIO EL TABLÓN, CANTÓN PORTOVELO, OPERADO POR
LA COMPAÑÍA OROCONCENT S.A.**

Trabajo de Integración Curricular

Tipo: Proyecto Técnico

Presentado para optar el grado académico de

INGENIERO EN MINAS

AUTORES: CUENCA TENECOTA WALTER ADRIÁN
GUZMÁN ARIAS XAVIER ALEXANDER

Macas-Ecuador

2022



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

**DISEÑO DE EXCAVACIÓN EN LA MINA “EL PIQUE”,
MEDIANTE PROFUNDIZACIÓN INCLINADA, UBICADA EN EL
BARRIO EL TABLÓN, CANTÓN PORTOVELO, OPERADO POR
LA COMPAÑÍA OROCONCENT S.A.**

Trabajo de Integración Curricular

Tipo: Proyecto Técnico

Presentado para optar el grado académico de

INGENIERO EN MINAS

AUTORES: CUENCA TENECOTA WALTER ADRIÁN
GUZMÁN ARIAS XAVIER ALEXANDER

DIRECTOR: Ing. CHRISTIAN ADRIÁN ORDÓÑEZ GUAYCHA Msc.

Macas-Ecuador

2022

© 2022, Cuenca Tenecota Walter Adrián & Guzmán Arias Xavier Alexander

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

Nosotros, WALTER ADRIÁN CUENCA TENECOTA y XAVIER ALEXANDER GUZMÁN ARIAS, declaramos que el presente Trabajo de Integración Curricular es de nuestra autoría y los resultados de este son auténticos. Los textos en el documento que provienen de otras fuentes están debidamente citados y referenciados.

Como autores asumimos 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, 20 de mayo de 2022

Walter Adrián Cuenca Tenecota
140054753-3

Xavier Alexander Guzmán Arias
110554294-6

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE CHIMBORAZO
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 EXCAVACIÓN EN LA MINA “EL PIQUE”, MEDIANTE PROFUNDIZACIÓN INCLINADA, UBICADA EN EL BARRIO EL TABLÓN, CANTÓN PORTOVELO, OPERADO POR LA COMPAÑÍA OROCONCENT S.A.**, realizado por los señores: **WALTER ADRIÁN CUENCA TENECOTA** y **XAVIER ALEXANDER GUZMÁN ARIAS**, 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. Fabián Ricardo Ojeda Pardo MSc. PRESIDENTE DEL TRIBUNAL	2022 – 05 – 20
Ing. Christian Adrián Ordoñez Guaycha MSc. DIRECTOR DEL TRABAJO DE INTEGRACIÓN CURRICULAR	2022 – 05 – 20
Ing. Ernesto Reyes Céspedes Mgs. MIEMBRO DE TRIBUNAL	2022 – 05 – 20

DEDICATORIA

El presente trabajo de Integración Curricular lo dedico especialmente a Dios, que con su infinita gracia me inspiro y dio fuerza para concluir con este trabajo y obtener esta meta deseada tras años de esfuerzo.

A mis padres, en especial a mi madre por su amor, trabajo y sacrificio en todos estos años, gracias a ustedes hemos logrado llegar hasta aquí y convertirnos en lo que somos, a mis abuelos que ya no me acompañan en esta vida pero que siguen siendo una inspiración para mí. A mis hermanas que forman parte importante de mi vida por estar siempre presentes, acompañándonos y por el apoyo moral, que nos brindaron a lo largo de esta etapa de nuestras vidas.

A todas las personas que nos han apoyado y han hecho que el trabajo se realice con éxito en especial a aquellos que nos abrieron las puertas y compartieron sus conocimientos.

Adrián

Este trabajo de Integración Curricular dedico de manera especial a mis padres, que, me han apoyado para poder llegar a la cúspide de esta etapa de mis estudios, mi papá, que ha sido el pilar económico para cubrir las adversidades, a mis hermanos y amigos.

A todas las personas que han apoyado para la realización de este trabajo de integración curricular, a los docentes de la carrera de minas, que han aportado con sus conocimientos para alcanzar mi formación académica.

Xavier

AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios, por la vida y conducirme por el buen camino a lo largo de mi existencia, por ser un apoyo y darme fortaleza en esos momentos de debilidad y dificultad. Gracias a mis padres: Pedro y María, por los consejos y valores que me han inculcado, así como creer en mí y darme la oportunidad de seguir mis sueños.

Agradezco a los docentes de la ESPOCH sede Morona Santiago, en especial a los maestros de la carrera de Minas por haber compartido sus conocimientos a lo largo de mi preparación académica, de manera especial, al Ing. Christian Ordoñez director de nuestro proyecto de integración curricular quien ha guiado con su paciencia, y su rectitud como docente, así como a los Ing. Fabián Ojeda, Ernesto Reyes y Gregory Cuesta por su apoyo para que este trabajo se culmine de la mejor manera.

Adrián

Agradezco a mis padres, familiares y amigos que han creído en mí y me han apoyado, de manera especial a la Escuela Superior Politécnica de Chimborazo Sede Morona Santiago, a los docentes de la carrera de Minas, que han aportado con sus conocimientos para lograr mi formación académica, a nuestro director de tesis, Ing. Christian Ordoñez y tutor Ing. Ernesto Reyes, que con su amplia experiencia han sabido guiarnos para la realización de este trabajo de Integración curricular.

A la empresa minera Oroconcent S.A por estar siempre prestos para crear convenios de pasantías y por la cooperación para generar este tipo de proyectos. Agradezco a los ingenieros Pablo León y Carlos Cisneros, por brindarnos asesoramiento técnico y conocimientos compartidos en las pasantías y realización de este Proyecto Técnico.

Xavier

TABLA DE CONTENIDOS

ÍNDICE DE TABLAS.....	xiii
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xv
ÍNDICE DE ECUACIONES	xvii
ÍNDICE DE ANEXOS	xix
RESUMEN.....	xx
ABSTRACT	xxi
INTRODUCCIÓN	1

CAPÍTULO I

1.	DEFINICIÓN DEL PROBLEMA	2
1.1.	Planteamiento y definición del problema.....	2
1.2.	Justificación.....	3
1.3.	Objetivos	4
1.3.1.	<i>Objetivo General</i>	<i>4</i>
1.3.2.	<i>Objetivos Específicos</i>	<i>4</i>
1.4.	Hipótesis.....	4
1.5.	Factibilidad.....	4
1.6.	Accesibilidad.....	5

CAPÍTULO II

2.	FUNDAMENTOS TEÓRICOS.....	6
2.1.	Características y propiedades geológicas regionales, locales y situación operativa actual	6
2.1.1.	<i>Características geológicas</i>	<i>6</i>
2.1.1.1.	<i>Geomorfología</i>	<i>7</i>
2.1.1.2.	<i>Litología</i>	<i>7</i>
2.1.1.3.	<i>Geología regional</i>	<i>7</i>
2.1.1.4.	<i>Geología local.....</i>	<i>7</i>
2.1.1.5.	<i>Falla geológica</i>	<i>7</i>
2.1.1.6.	<i>Formaciones geológicas</i>	<i>7</i>
2.1.1.7.	<i>Geología económica.....</i>	<i>8</i>
2.1.2.	Información levantada en mina.....	8
2.1.2.1.	<i>Situación operativa actual</i>	<i>8</i>

2.1.2.2.	<i>Sistema de explotación subterránea</i>	8
2.1.2.3.	<i>Clasificación Geomecánica SEGÚN metodología de Bienawski y propiedades físico- mecánicas.</i>	8
2.1.3.	<i>Propiedades físico-mecánicas de las rocas</i>	9
2.1.3.1.	<i>Peso específico</i>	9
2.1.3.2.	<i>Peso volumétrico</i>	10
2.1.3.3.	<i>Esponjamiento</i>	10
2.1.3.4.	<i>Resistencia a la compresión uniaxial</i>	10
2.1.4.	<i>Ensayos para determinan propiedades del macizo rocoso</i>	11
2.1.4.1.	<i>RQD (Rock Quality Designation)</i>	11
2.1.5.	<i>Descripción de las discontinuidades</i>	11
2.1.5.1.	<i>Orientación</i>	12
2.1.5.2.	<i>Espaciado</i>	12
2.1.5.3.	<i>Persistencia</i>	13
2.1.5.4.	<i>Rugosidad</i>	13
2.1.5.5.	<i>Abertura</i>	13
2.1.5.6.	<i>Potencia y características de relleno</i>	14
2.1.5.7.	<i>Filtraciones</i>	14
2.1.6.	<i>Resistencia de la matriz rocosa</i>	15
2.1.7.	<i>Equipos empleados para los ensayos ejecutados.</i>	16
2.1.7.1.	<i>Máquina de corte geológico GeoCut 302</i>	17
2.1.7.2.	<i>Horno de laboratorio</i>	17
2.1.7.3.	<i>Máquina para ensayo de corte uniaxial</i>	18
2.2.	Clasificación geomecánica de Bieniawski	19
2.3.	Funcionalidad y dimensionamiento de un Pique	19
2.3.1.	<i>Pique minero</i>	19
2.3.2.	<i>Profundización de pique</i>	20
2.3.3.	<i>Forma de sección transversal de piques de extracción</i>	20
2.3.3.1.	<i>Sección rectangular</i>	20
2.3.3.2.	<i>Sección circular</i>	21
2.3.4.	<i>Dimensión del pique</i>	21
2.4.	Modelo de Excavación	21
2.4.1.	<i>Ciclos operativos</i>	21
2.4.2.	<i>Perforación y voladura</i>	22
2.4.3.	<i>Maquinaria de perforación</i>	22
2.4.3.1.	<i>Perforadora Jack Leg YT28</i>	22
2.4.3.2.	<i>Barrenos de perforación</i>	22

2.4.3.3.	<i>Broca de botones</i>	23
2.4.3.4.	<i>Explosivo y accesorios</i>	24
2.4.4.	<i>Método Roger Holmberg</i>	27
2.4.4.1.	<i>Avance por disparo</i>	27
2.4.4.2.	<i>Diseño del corte</i>	28
2.4.4.3.	<i>Arrastres</i>	31
2.4.5.	<i>Seguridad en las actividades de perforación</i>	33
2.4.5.1.	<i>Consideraciones de seguridad en operaciones de perforación y voladura</i>	34
2.4.5.2.	<i>Seguridad en el carguío de explosivos</i>	35
2.4.5.3.	<i>Medidas de prevención en la manipulación de explosivos</i>	35
2.4.5.4.	<i>Factores de riesgo en una detonación fortuita</i>	36
2.5.	Transporte, diseño del sistema de izaje	36
2.5.1.	<i>Componentes del sistema de izaje</i>	36
2.5.2.	<i>Tipos de winches de izaje</i>	37
2.5.3.	<i>Recipientes de carga</i>	37
2.5.4.	<i>Sistema y normas de Seguridad de los winches de izaje</i>	37
2.5.4.1.	<i>Sistemas preventivos de control</i>	39
2.5.4.2.	<i>Cables de izaje</i>	39
2.5.4.3.	<i>Potencia requerida del winche de arrastre</i>	41
2.5.4.4.	<i>Parámetros de izaje</i>	45
2.6.	Ventilación	46
2.6.1.	<i>Necesidad de la ventilación</i>	46
2.6.2.	<i>Métodos de ventilación</i>	47
2.6.2.1.	<i>Ventilación natural</i>	47
2.6.2.2.	<i>Ventilación auxiliar</i>	47
2.6.2.3.	<i>Ventilación Principal</i>	47
2.6.2.4.	<i>Requerimiento de aire total (QTo)</i>	47
2.7.	Fortificación y Sostenimiento en Minería Subterránea	50
2.7.1.	<i>Sostenimiento en roca competente e incompetente</i>	50
2.7.2.	<i>Tipo de sostenimiento</i>	50
2.7.2.1.	<i>Refuerzo de roca</i>	51
2.7.2.2.	<i>Sostenimiento de roca</i>	51
2.7.2.3.	<i>Pernos de roca</i>	51
2.7.2.4.	<i>Split Set</i>	51
2.7.2.5.	<i>Malla electrosoldada</i>	52
2.8.	Drenaje subterráneo	53
2.8.1.	<i>Sistema principal de drenaje</i>	53

2.8.2.	<i>Métodos de drenaje subterráneos</i>	54
2.9.	Análisis de Costos	54
2.9.1.	<i>Costo por mano de obra</i>	54
2.9.2.	<i>Costo por materiales e insumos</i>	55
2.9.3.	<i>Costo por uso de maquinaria y equipos</i>	55
2.9.4.	<i>Gastos administrativos</i>	55

CAPÍTULO III

3.	DISEÑO METODOLÓGICO	56
3.1.	Tipo de Estudio	57
3.2.	Técnicas	57
3.3.	Revisión literaria de las características y propiedades geológicas regionales y locales y situación operativa actual	58
3.3.1.	<i>Información de características geológicas</i>	58
3.3.1.1.	<i>Información de diferentes bases de datos, libros, publicaciones, revistas que reportaban datos sobre la geología regional y local de la concesión Tablón 3</i>	58
3.3.1.2.	<i>Información levantada en Mina</i>	59
3.4.	Softwares utilizados	59
3.5.	Equipos utilizados	59
3.6.	Valoración Geomecánica	59
3.6.1.	<i>Determinación de propiedades físico-mecánicas de las rocas</i>	59
3.7.	Ensayos ejecutados en la empresa Oroconcent y en la ESPOCH	60
3.7.1.	<i>Muestreo</i>	60
3.7.2.	<i>Rock Quality Design (RQD)</i>	60
3.7.3.	<i>Datos Estructurales</i>	60
3.7.4.	<i>Ensayos de compresión en laboratorios ESPOCH</i>	61
3.7.4.1.	<i>Preparación de muestras</i>	61
3.7.4.2.	<i>Corte de roca de caja y veta.</i>	62
3.7.4.3.	<i>Secado de muestras</i>	62
3.7.4.4.	<i>Ensayos de compresión uniaxial</i>	63
3.7.4.5.	<i>Ejecución de ensayo de compresión uniaxial</i>	63
3.8.	Clasificación geomecánica Según Bienawski	64
3.8.1.	<i>Procedimiento determinación RMR</i>	65
3.9.	Funcionalidad y dimensionamiento	67
3.9.1.	<i>Funcionalidad del Pique</i>	67
3.9.2.	<i>Dimensionamiento del pique</i>	67

3.9.2.1.	<i>Insumos destinados para el dimensionamiento del pique</i>	67
3.10.	Diseño del modelo de excavación	67
3.10.1.	Ciclo de perforación y voladura	68
3.10.1.1.	<i>Propuesta de excavación</i>	68
3.10.1.2.	<i>Ciclo de transporte diseño del sistema de izaje</i>	68
3.10.1.3.	<i>Velocidad del winche</i>	69
3.10.2.	Ciclo de ventilación en la labor de profundización	69
3.10.3.	Ciclo de fortificación	69
3.10.4.	Ciclo de drenaje subterráneo	70
3.11.	Análisis de Costos	71
3.11.1.	Recursos Humanos	72

CAPÍTULO IV

4.	RESULTADOS	73
4.1.	Características y propiedades geológicas, observadas/analizadas in situ y situación actual de la mina	74
4.1.1.	Geología	74
4.1.1.1.	<i>Geología regional</i>	74
4.1.2.	Fallas regionales y formaciones geológicas	76
4.1.2.1.	<i>La falla Piñas – Portovelo</i>	76
4.1.2.2.	<i>La falla Puente Busa – Palestina</i>	76
4.1.3.	Geología local	77
4.1.4.	Mineralización del yacimiento	77
4.1.5.	Tectónica de placas	77
4.1.6.	Topografía y Geomorfología	78
4.1.7.	Hidrografía	79
4.1.8.	Clima y vegetación	80
4.1.9.	Aspectos socioeconómicos	80
4.1.10.	Distrito Minero Zaruma – Portovelo	81
4.1.11.	Litología de la zona de estudio	82
4.1.12.	Localización y Fisiografía	82
4.1.12.1.	<i>Ubicación de la concesión minera el tablón 3</i>	83
4.1.12.2.	<i>Acceso</i>	84
4.2.	Situación actual de la mina “El Pique”	86
4.2.1.	Perforación y voladura	86
4.2.2.	Ventilación	87

4.2.3.	<i>Transporte</i>	87
4.2.4.	<i>Drenaje</i>	87
4.2.5.	<i>Mineralización</i>	87
4.2.5.1.	<i>Veta Elena (Abundancia)</i>	88
4.2.5.2.	<i>Veta China (Portovelo)</i>	88
4.2.5.3.	<i>Veta Pirata (Mercadillo)</i>	88
4.3.	Valoración geomecánica aplicando la metodología de Bieniawski	89
4.3.1.	<i>Propiedades físico-mecánicas de las rocas</i>	89
4.3.1.1.	<i>Peso específico y peso volumétrico</i>	89
4.3.1.2.	<i>Esponjamiento</i>	89
4.3.2.	<i>Ejecución de ensayos</i>	90
4.4.	Esfuerzos de compresión y módulo de Young	91
4.4.1.	<i>Probeta de roca de caja</i>	91
4.4.2.	<i>Probeta de mineral de mena</i>	92
4.5.	Datos Estructurales	92
4.6.	Rock Quality Design (RQD)	92
4.6.1.	<i>Clasificación geomecánica de Bienawski</i>	93
4.7.	Funcionalidad y dimensiones del pique a profundizar	95
4.7.1.	<i>Funcionalidad</i>	95
4.7.2.	<i>Dimensionamiento</i>	96
4.7.2.1.	<i>Selección de la forma</i>	96
4.8.	Diseño de excavación con relación a los ciclos operativos	98
4.8.1.	<i>Ciclo de perforación y voladura</i>	98
4.8.2.	<i>Cálculo del área de la sección del túnel (m²)</i>	99
4.8.3.	<i>Cálculo de la densidad de carga del agente de voladura</i>	100
4.8.4.	<i>Cálculo de avance</i>	100
4.8.5.	<i>Cálculos para el diseño de arranque con cuatro secciones</i>	103
4.8.5.1.	<i>Sección A</i>	103
4.8.6.	<i>Cálculos para taladros de hastiales o paredes</i>	105
4.8.7.	<i>Cálculos para taladros de arrastre o piso</i>	106
4.9.	Resumen de malla de perforación	107
4.10.	Esquema de iniciación	108
4.11.	Cálculo del consumo de útiles de perforación	110
4.11.1.	<i>Descripción de los aceros de perforación</i>	110
4.11.1.1.	Consumo	110
4.11.2.	<i>Ciclo de transporte y diseño de sistema de izaje</i>	111
4.11.3.	<i>Ciclo de ventilación</i>	112

4.11.4.	<i>Ciclo de fortificación</i>	114
4.11.5.	<i>Ciclo de drenaje</i>	114
4.12.	Análisis de costos	115
4.12.1.	<i>Costo por elementos de Seguridad EPP</i>	116
4.12.2.	<i>Costo horario de Maquinaria y Equipos</i>	117
4.12.2.1.	<i>Compresor eléctrico SULLAIR TS-32-250 (\$/h)</i>	118
4.12.2.2.	<i>Winche pique inclinado - KTJ1-YZR (\$/h)</i>	119
4.12.2.3.	<i>Bomba sumergible AUDEX AL 2-150 (\$/h)</i>	121
4.12.2.4.	<i>Perforadora Jack leg y27 (\$/h)</i>	123
4.12.3.	Costos en relación con ciclos operativos	124
4.12.3.1.	<i>Ciclo de perforación</i>	124
4.12.3.2.	<i>Voladura</i>	126
4.12.3.3.	<i>Ciclo de transporte e izaje de material</i>	127
4.12.3.4.	<i>Ventilación y desagüe</i>	128
4.12.4.	Costo por metro de avance del pique inclinado	129
4.13.	Proyección del tonelaje	130
CONCLUSIONES		132
RECOMENDACIONES		134
BIBLIOGRAFÍA		
ANEXOS		

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1-2:	Descripción del espaciado	12
Tabla 2-2:	Descripción de la rugosidad de las discontinuidades	13
Tabla 3-2:	Descripción de la abertura de las discontinuidades	14
Tabla 4-2:	Descripción de las filtraciones en discontinuidades	15
Tabla 5-2:	Clasificación en base a la resistencia a la compresión simple	16
Tabla 6-2:	Especificaciones perforadora Jack Leg YT27	22
Tabla 7-2:	Características técnicas explosivo	24
Tabla 8-2:	Tiempo de retardo mecha de seguridad	26
Tabla 9-2:	Tipos de cables según el tejido	40
Tabla 10-2:	Factor de caudal mínimo por persona.....	49
Tabla 11-2:	Factor de producción de acuerdo con el consumo de madera	49
Tabla 12-2:	Velocidad mínima según la temperatura	50
Tabla 1-3:	Parámetros de clasificación RMR	66
Tabla 2-3:	Tipo de sostenimiento según el resultado RMR	70
Tabla 1-4:	Coordenadas UTM de concesión minera El Tablón 3.....	84
Tabla 2-4:	Resultados peso específico y volumétrico.....	89
Tabla 3-4:	Resultados RQD	93
Tabla 4-4:	Parámetros de clasificación RMR	94
Tabla 5-4:	Dimensiones del pique inclinado.....	97
Tabla 6-4:	Datos iniciales para la determinación de la malla de perforación y voladura	99
Tabla 7-2:	Densidad de carga del agente de voladura.....	100
Tabla 8-4:	Resultado malla de perforación	107
Tabla 9-4:	Secuencia de disparo y tiempo total de voladura.....	109
Tabla 10-4:	Vida útil media útiles de perforación	110
Tabla 11-4:	Sistema guía para el izaje	111
Tabla 12-4:	Datos iniciales para la ventilación auxiliar	112
Tabla 13-4:	Resultados de fortificación en relación con caracterización geomecánica.....	114
Tabla 14-4:	Recursos Humanos	115
Tabla 15-4:	Costo por mano de obra.....	116
Tabla 16-4:	Costos de Elementos de Protección Personal	116
Tabla 17-4:	Costos de maquinaria y útiles de perforación y tiempo útil	117
Tabla 18-4:	Costo por hora Maquinaria pesada	117
Tabla 19-4:	Datos Maquinaria compresor eléctrico SULLAIR TS-32-250.....	118
Tabla 20-4:	Datos Maquinaria Winche pique inclinado - KTJ1-YZR.....	119

Tabla 21-4:	Datos Maquinaria Bomba sumergible AUDEX AL 2-150.....	121
Tabla 22-4:	Datos Maquinaria Perforadora Jack leg y27.....	123
Tabla 23-4:	Costo de mano de obra (perforación)	124
Tabla 24-4:	Costo de equipos (perforación).....	125
Tabla 25-4:	Costo de materiales (perforación).....	125
Tabla 26-4:	Costos indirectos (perforación)	125
Tabla 27-4:	Costos de mano de obra (voladura)	126
Tabla 28-4:	Costo de equipos (voladura).....	126
Tabla 29-4:	Costo de materiales (voladura)	126
Tabla 30-4:	Costo indirecto (voladura).....	127
Tabla 31-4:	Costo mano de obra (transporte e izaje)	127
Tabla 32-4:	Costo de equipos (transporte e izaje).....	127
Tabla 33-4:	Costo de materiales (transporte e izaje).....	127
Tabla 34-4:	Costos indirectos (transporte e izaje).....	128
Tabla 35-4:	Costos de mano de obra (ventilación desagüe)	128
Tabla 36-4:	Costo de equipos (ventilación y desagüe)	128
Tabla 37-4:	Costo de materiales (ventilación y desagüe)	129
Tabla 38-4:	Costos indirectos (ventilación y desagüe)	129
Tabla 39-4:	Costo por metro de avance del pique inclinado.....	129

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1-2:	Máquina de corte geológica Geocut 302.....	17
Figura 2-2:	Mufla de Laboratorio	18
Figura 3-2:	Máquina universal para ensayos de compresión	18
Figura 4-2:	Barreno de perforación cónica “H”	23
Figura 5-2:	Broca de perforación.....	23
Figura 6-2:	EMULSEN 5000x.....	24
Figura 7-2:	Fulminante N° 08.....	25
Figure 8-2:	Mecha de seguridad Fanel NTD.....	26
Figura 9-2:	Secciones del método Roger Holmberg.....	27
Figura 10-2:	Diagramas cuadrantes de corte	28
Figura 11-2:	Esquema abertura creada por el primer cuadrante	30
Figura 12-2:	Cable DIN 3053	41
Figura 13-2:	Ciclo de potencia en función del tiempo para un tambor único con 1 skip	41
Figura 14-2:	Ábaco para determinar el peso de los componentes giratorios, en función del diámetro del tambor	42
Figura 15-2:	Skip minero para sistema de izaje.....	45
Figura 16-2:	Sistema de izaje con plataforma para motor y tambor para enrollado del cable	46
Figura 17-2:	Split set	52
Figura 18-2:	Malla electrosoldada	52
Figura 19-2:	Sistema de drenaje principal de mina en piques	53
Figura 1-3:	Ensayo in situ RQD	60
Figura 2-3:	Levantamiento de datos estructurales	61
Figura 3-3:	Máquina de corte geológico Geocut 302	62
Figura 4-3:	Preparación de muestras roca caja y mineral en el laboratorio de la ESPOCH M.S.....	62
Figura 5-3:	Horno de laboratorio.....	63
Figura 6-3:	Máquina universal para ensayos de compresión uniaxial	64
Figura 7-3:	Ensayo de compresión uniaxial en máquina universal	64
Figura 8-3:	Ensayo de compresión uniaxial en roca caja y mineral	64
Figura 9-3:	Bomba centrífuga sumergible	71
Figura 1-4:	Mapa geología regional.....	75
Figura 2-4:	Estructuras principales	76
Figura 3-4:	Mapa Topográfico de Concesión minera el Tablón.....	78

Figura 4-4:	Mapa de relieve.....	79
Figura 5-4:	Mapa hidrológico del cantón Portovelo.....	80
Figura 6-4:	Distritos mineros del Ecuador.....	81
Figura 7-4:	Ubicación Portovelo.....	83
Figura 8-4:	Concesión minera "El Tablón 3"	83
Figura 9-4:	Ubicación de instalaciones de empresa minera Oroconcent S.A.	85
Figura 10-4:	Labor de acceso a la mina El Pique	85
Figura 11-4:	Ensayo de compresión uniaxial de proveta de roca caja.....	90
Figura 12-4:	Ensayo de compresión uniaxial en probeta de mena	91
Figura 13-4:	Vista transversal de mina El Pique	95
Figura 14-4:	Vista en planta del pique inclinado.....	97
Figura 15-4:	Vista transversal pique inclinando	98
Figura 16-4:	Resultado malla metodología Holmberg.....	108
Figura 17-4:	Esquema de iniciación de voladura.....	109
Figura 18-4:	Esquema de sistema de drenaje.....	115
Figura 19-4:	Esquema de Proyección de la veta.....	131

ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 1-2:	Peso específico.....	10
Ecuación 2-2:	Peso volumétrico	10
Ecuación 3-2:	Esponjamiento	10
Ecuación 4-2:	Resistencia a la compresión uniaxial	11
Ecuación 5-2:	Avance por disparo	27
Ecuación 6-2:	Diámetro equivalente.....	28
Ecuación 7-2:	Máxima desviación en la perforación.....	29
Ecuación 8-2:	Cálculo de la carga en el 1° Cuadrante ($d < 31.75$ mm).....	29
Ecuación 9-2:	Cálculo de la carga en el 1° Cuadrante ($d > 31.75$ mm).....	29
Ecuación 10-2:	Abertura rectangular	30
Ecuación 11-2:	Concentración de carga (2° cuadrante).....	30
Ecuación 12-2:	Burden (2° cuadrante).....	31
Ecuación 13-2:	Burden de los arrastres.....	31
Ecuación 14-2:	Constante de roca.....	31
Ecuación 15-2:	Número de taladros de arrastre	32
Ecuación 16-2:	Espaciamiento.....	32
Ecuación 17-2:	Espaciamiento en función del diámetro.....	32
Ecuación 18-2:	Concentración de carga mínima en función del diámetro	33
Ecuación 19-2:	Velocidad de la partícula	33
Ecuación 20-2:	Potencia para acelerar el sistema	42
Ecuación 21-2:	Masa total suspendida.....	42
Ecuación 22-2:	Potencia recuperada por desaceleración	43
Ecuación 23-2:	Potencia de funcionamiento en el fondo.....	43
Ecuación 24-2:	Aire para atmósfera segura	43
Ecuación 25-2:	Carga total suspendida en el fondo.....	43
Ecuación 26-2:	Potencia de funcionamiento al final de carrera.....	43
Ecuación 27-2:	Carga total suspendida superior final de carrera.....	43
Ecuación 28-2:	Potencia de funcionamiento al final de desaceleración	44
Ecuación 29-2:	Factor de corrección de potencia	44
Ecuación 30-2:	Potencia en aceleración.....	44
Ecuación 31-2:	Potencia en velocidad final.....	44
Ecuación 32-2:	Potencia al inicio del frenado.....	44
Ecuación 33-2:	Potencia para desacelerar.....	44
Ecuación 34-2:	Potencia RMS	45

Ecuación 35-2:	Demanda de aire interior.....	48
Ecuación 36-2:	Número de trabajadores	48
Ecuación 37-2:	Consumo de madera	49
Ecuación 38-2:	Temperatura en labores.....	49
Ecuación 1-3:	Velocidad del winche	69

ÍNDICE DE ANEXOS

ANEXO A: RESULTADO ENSAYO COMPRESIÓN UNIAXIAL PROBETA 1

ANEXO B: RESULTADO ENSAYO COMPRESIÓN UNIAXIAL PROBETA 2

ANEXO C: RESULTADO ENSAYO COMPRESIÓN UNIAXIAL PROBETA 3

ANEXO D: RESULTADO ENSAYO COMPRESIÓN UNIAXIAL PROBETA 4

RESUMEN

El objetivo de este proyecto técnico fue realizar un diseño de excavación para profundizar la mina El Pique de la empresa OROCONCET S.A. La metodología utilizó una investigación aplicada, desde la investigación documental sobre las características geológicas de la zona y las propiedades de roca dentro de la mina, así como la caracterización geométrica para definir la calidad de la roca. Esta información junto a la investigación de campo en la que se identificaron los insumos y materiales que posee la empresa en el área de extracción, determinaron las medidas y tipo de sección transversal del pique inclinado. Se realizó un diseño de excavación en relación con los ciclos operativos y en función del análisis de costos. El área geológica corresponde a la Unidad Portovelo con predominancia de roca tipo andesita con una calidad de 71, es decir, la calidad del macizo es buena. Considerada la calidad de la roca se optó por una forma transversal de pique de sección rectangular, la misma que permite la ergonomía del trabajador y aprovecha mejor el espacio para la movilización de maquinaria; se establecieron los diferentes ciclos operativos en relación con el análisis de costos directos e indirectos, estableciendo tres ciclos: perforación y voladura; transporte e izaje de material; y, ventilación y desagüe. Se determinó un valor por metro de avance de \$ 665.86. Se recomienda el uso de explosivos de mayor poder rompedor y controlar de manera eficiente el radio de detonación, para evitar inestabilidad en las rocas. El uso de todos los implementos de seguridad y horarios rotativos para mantener la salud del talento humano que participe en la labor.

Palabras clave: <CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS>, <ÁREA DE EXTRACCIÓN>, <CALIDAD DE ROCA>, <ANDESITA>, <DISEÑO DE EXCAVACIÓN>, <SECCIÓN RECTANGULAR>, <CICLOS OPERATIVOS>.

1361-DBRA-UTP-2022

ABSTRACT

The aim of this technical project was to carry out an excavation design to deepen the *El Pique* mine of the company OROCONCET S.A. An applied research was used as a methodology, from documentary research on the geological characteristics of the area and the rock properties inside the mine, as well as the geometric characterization to define the quality of the rock. This information and the field research in which the inputs and materials that the company has in the extraction area were identified, determined the measures and type of cross section of the inclined shaft. An excavation design was carried out in relation to the operating cycles and based on the cost analysis. The geological area corresponds to the *Portovelo* Unit with a predominance of andesite type rock with a quality of 71, which is the quality of the massif is good. Considering the quality of the rock, a rectangular cross-section pit was chosen, which allows ergonomics for the worker and makes better use of the space for the mobilization of machinery; the different operating cycles were established in relation to the analysis of direct and indirect costs, establishing three cycles: drilling and blasting; transport and hoisting of material; and ventilation and drainage. A value per meter of advance of \$ 665.86 was determined. The use of explosives with higher breaking power and efficient control of the detonation radius is recommended to avoid rock instability. The use of all safety equipment and rotating schedules to maintain the health of the human talent were involved in the work.

Keywords: <GEOLOGICAL CHARACTERISTICS>, <EXTRACTION AREA>, <ROCK QUALITY>, <ANDESITE>, <EXCAVATION DESIGN>, <RECTANGULAR SECTION>, <OPERATIVE CYCLES>

0603927351

Silvia Elizabeth Cárdenas Sánchez

INTRODUCCIÓN

En el Ecuador la minería ha dejado sus huellas desde épocas preincaicas, luego de la conquista española se saquearon tesoros de nuestras culturas antiguas, desde entonces empresas mineras extranjeras, americanas se fueron instalando en el territorio ecuatoriano.

El distrito minero Zaruma Portovelo, constituye uno de los primeros asentamientos de empresas extranjeras que sobre explotaban los recursos no renovables. Los obreros en mayoría eran ecuatorianos, que fueron aprendiendo las técnicas de explotación, para al final organizar una revuelta por los derechos de los trabajadores. Desde entonces se despojaron a aquellas empresas mineras, entre ellas la South American Development Company (SADCO). Desde 1904 realizó labores de prospección, exploración, desarrollo y producción de la mina de Portovelo hasta 1950.

La mina El Pique, constituye parte de la mina de Portovelo, en donde realizaban labores la compañía SADCO. Desde entonces se han desarrollado labores de producción con métodos empíricos, desaprovechando la riqueza de las vetas de polimetales. El presente proyecto técnico es un diseño que permite profundizar de manera inclinada, para llegar a niveles más profundos. Se recopila la información de metodología adecuadas para los cálculos de los ciclos operativos, que son el conjunto de actividades dentro del franqueo de piques. Se ha planteado realizar el diseño de la malla de perforación y voladura aplicando la metodología de Holmberg, entregando datos óptimos para la malla y carguío de explosivos, en función de la calidad de la roca. También se ha realizado cálculos de ventilación, transporte e izaje del material arrancado, así como el drenaje del agua subterránea.

El análisis de costos ha permitido conocer la viabilidad del desarrollo mismo del proyecto, analizando costos operativos y de utilización de maquinaria. De tal manera el diseño de excavación para profundizar ha contemplado todas las variables que involucran su desarrollo.

CAPÍTULO I

1. DEFINICIÓN DEL PROBLEMA

1.1. Planteamiento y definición del problema

La minería es una de las actividades que se ha llevado a cabo por muchas épocas en la historia del hombre, ha surgido por la necesidad de extraer del subsuelo materias primas para la construcción de diferentes instrumentos, en la actualidad, la minería es una actividad primordial para la industria y fabricación de innumerables artefactos, medicamentos, y materia prima para la construcción, etc., (Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales no Renovables, 2016, p. 5).

Al pasar del tiempo, la localización y extracción de estos recursos se ha vuelto una tarea más difícil en vista que los yacimientos más próximos a la superficie se van agotando, y la alta demanda de estos recursos por los distintos usos que el hombre le da, por esta limitación se ha visto en la necesidad de optar por métodos de explotación subterránea para acceder a ellos lo cual implica un reto técnico para diseñar las labores que faciliten la extracción de material del subsuelo (Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales no Renovables, 2016, p. 5).

En los últimos años la minería del Ecuador ha ido ganando fuerza aportando en gran parte al Producto Interno Bruto (PIB) del país por ello debemos apostar a una minería a gran escala para generar así empleo y atraer a la inversión extranjera aprovechando al máximo los recursos naturales siempre de la mano de un juicio profesional y con el mínimo impacto ambiental posible (Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales no Renovables, 2016, p. 5).

En el caso del distrito aurífero minero Zaruma- Portovelo, se pueden encontrar yacimientos rentables, por la mineralogía del lugar que se presta para realizar explotaciones subterráneas de las vetas que yacen en el lugar. A pesar de ser uno de los primeros distritos mineros del Ecuador la implementación de métodos técnicos de Diseño, planificación y es muy poca (Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales no Renovables, 2016, p. 5).

Concretamente en la empresa minera OROCONCENT S.A., ubicada en el cantón Portovelo se ha venido explotando filones minerales desde ya algún tiempo, actualmente los niveles de producción están comprendidos entre el nivel 3 del área el tablón 3 y el nivel 4 está abandonado, debido a que ya ha sido explotado por una compañía minera antigua, para mejorar la producción de El Pique es necesario seguir con la proyección subterránea de las vetas e implementar un

nivel más, para acceder a los recursos. En vista de esta realidad se ha planteado implementar un quinto nivel y para realizarlo se deberá profundizar el pique.

En consecuencia, ante lo expuesto se ha planteado lo siguiente:

¿El diseño de excavación para profundizar “el pique” permitirá acceder a un quinto nivel, pretendiendo continuar con las operaciones de explotación, aumentar la productividad y rentabilidad en el área “El Tablón 3” operado por la compañía OROCONCENT S.A.?

1.2. Justificación

Durante muchos siglos en todo el mundo, la actividad minera ha extraído los recursos minerales más próximos a la superficie, tomando en cuenta su viabilidad y facilidad para la explotación y condiciones de seguridad.

Con el pasar de los años la demanda de estos tipos de recursos ha ido incrementando por lo cual se han implementado métodos de extracción subterránea para alcanzar el material de interés que se encuentran yacientes a grandes profundidades donde los sistemas convencionales a cielo abierto no son factibles.

En la mina el pique actualmente cuenta con los frentes de explotación: La Pirata, El Cajón, La Elena, La China y las leyes minerales han disminuido y las vetas polimetálicas disminuyen su potencia media a baja, por ende, se cuenta con la necesidad de llegar a la cota 589 msnm. Para continuar con las labores de extracción. Los estudios de exploración se los hicieron hasta el treceavo nivel, operado por la Compañía Americana SADCO.

Las reservas explotables por su alta potencia y ley mineral se encuentran a partir de la cota 589 msnm. Y surge la necesidad de profundizar para acceder a esas reservas minerales.

Por el argumento anteriormente expuesto, se cree importante el desarrollo de este proyecto que permita acceder a dichas reservas, mediante un diseño de profundización que sea realizará con inclinación de 45° inclinada, para ser una labor de menor dimensión, en comparación al pique principal. que se llevara acabó desde el cuarto nivel (cota 639 msnm) a 10 metros del pique principal de acceso, en la proyección de la veta Elena, creando una infraestructura que se empleará para el izaje del mineral, traslado del material y servicios auxiliares (maquinaria, personal, escaleras, cables de energía eléctrica, etc.) al interior de la mina.

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo General

Realizar el diseño de profundización en la mina denominada “El Pique”, ubicado en el barrio el tablón, cantón Portovelo, operado por la compañía OROCONCENT S.A.

1.3.2. Objetivos Específicos

- Recolectar información sobre las características y propiedades geológicas regionales y local donde se realiza la investigación, junto con la situación operativa actual.
- Realizar la valoración geomecánica tomando en consideración las variables como: resistencia a la compresión uniaxial, propiedades específicas y calidad en la sección de profundización, aplicando la metodología de Bienawski.
- Describir la funcionalidad y dimensiones del pique a profundizarse.
- Diseñar un modelo de excavación en función de los ciclos operativos; franqueo, perforación y voladura, sostenimiento, drenaje, ventilación y recursos humanos.
- Realizar un análisis de costos del diseño propuesto.

1.4. Hipótesis

El diseño de excavación para profundizar “El Pique” será una herramienta para determinar la viabilidad de su construcción y organizar las operaciones de explotación, productividad y rentabilidad en el área “El Tablón 3”, operado por la compañía OROCONCENT S.A.

1.5. Factibilidad

Para la elaboración de este trabajo técnico investigativo se cuenta con suficientes recursos tanto bibliográficos como económicos, información necesaria tomada directamente en el punto de estudio, el talento humano de los estudiantes, tutores académicos de la universidad y asesoramiento técnico de los profesionales de la empresa OROCONCENT S.A para así concluir provechosamente el presente trabajo que traerá beneficio tanto a los tesisistas como a la empresa donde se aplicara el tema presentado además de contar con el tiempo suficiente para la elaboración del mismo.

1.6. Accesibilidad

Los representantes de la empresa concesionaria OROCONCENT S.A se han comprometido en facilitar el acceso al área de estudio y la información previa pertinente que poseen para la realización del proyecto mencionado, así como el asesoramiento técnico de los profesionales que laboran en la misma.

CAPÍTULO II

2. FUNDAMENTOS TEÓRICOS

Este capítulo está conformado por bases teóricas referentes a los objetivos específicos planteados para el desarrollo de este proyecto técnico, recolectando información de bases confiables, así como información levantada en campo.

Comenzando por información y propiedades de la geología del área de estudio que nos dará un mejor entendimiento sobre el comportamiento geológico y de esta forma proponer un diseño de excavación teórica en base dichas propiedades.

Pasando a la recolección de información para elaborar piques y todas las consideraciones para estos, teniendo en cuenta las ventajas y desventajas de las diferentes formas transversales para optar por el más adecuado teniendo en cuenta la funcionalidad principal y secundaria del mismo.

Consiguientemente se ha recopilado bases teóricas para una mejor comprensión de las características físicas y mecánicas y geológicas.

Además, información sobre los ciclos operativos que intervienen en una labor de profundización inclinada, que será relevante para un diseño acertado. Y con base en estos ciclos operativos se obtendrá información sobre los costos operativos que intervienen como: mano de obra, materiales, maquinaria y gastos administrativos directo e indirectos.

2.1. Características y propiedades geológicas regionales, locales y situación operativa actual

Las características geológicas de un lugar determinado son el conjunto de propiedades que proporcionan información sobre las características geológicas que son de vital importancia para entender el comportamiento de cuerpos rocosos dentro de un proyecto técnico.

Las propiedades geológicas se pueden clasificar en propiedades físicas y propiedades mecánicas, pues la determinación de dichas propiedades brinda información crucial para caracterizar una zona de estudio.

2.1.1. Características geológicas

2.1.1.1. Geomorfología

La geomorfología es la ciencia encargada de estudiar las formas de la corteza terrestre, además suele conocerse como la ciencia que estudia el origen y la evolución de la capa superficial de la tierra. Esta ciencia se basa en dos tendencias principalmente: la geomorfología cíclica o histórica y la geomorfología de los procesos (EPYESA, 2004, p. 2).

2.1.1.2. Litología

En el campo de la geología, la litología estudia las rocas por sus características físicas y químicas, además ayuda a entender si la incidencia para su aporte en la génesis de las diferentes formaciones del relieve (EPYESA, 2004, p. 2).

2.1.1.3. Geología regional

Esta rama de la geología es la encargada de describir una determinada región (fósiles, estratigrafía, litologías dominantes, procesos tectónicos, etc.), así como el estudio de provincias geológicas que son sucesiones estratigráficas, características estructurales y rasgos geomorfológicos propios que nos indica su historia geológica. Las formaciones constituyen unidades en las provincias geológicas, estas son entidades geológicas caracterizadas por una génesis individual, la presencia o ausencia de un fósil y propiedades tectónicas del ciclo orogénico o del periodo donde se desarrollan (EPYESA, 2004, pp. 3-4).

2.1.1.4. Geología local

Esta es la encargada de describir la geología desde una vista más puntual o a nivel local se definen los límites de las formaciones, geomorfología, litología, cambios de ambientes sedimentarios, composición y su permeabilidad, estructuras tectónicas, así como ambientes de deposición y la composición mineralógica de los sedimentos y rocas (EPYESA, 2004, p. 5).

2.1.1.5. Falla geológica

Al existir desplazamiento en resultado del movimiento de unidades geológicas y placas tectónicas provocan roturas en la corteza terrestre, a esto se denomina falla geológica (EPYESA, 2004, p. 5).

2.1.1.6. Formaciones geológicas

Las formaciones geológicas son divisiones de un cuerpo masivo, el termino hace alusión a la principal unidad de división litoestratigráfica, las formaciones geológicas están definidas por características litológicas comunes de un tipo de roca esto ayuda a diferenciarlas de otras formaciones, además estas pueden asociarse en grupos y supergrupos, así como subdividirse en grupos pequeños dentro de otros (EPYESA, 2004, pp. 6-8).

2.1.1.7. Geología económica

La explotación de minerales es un negocio altamente rentable si se lo hace de forma técnica, por ello el estudio económico del material de gran interés para considerar dentro de un proyecto de factibilidad. La geología económica estudia los depósitos minerales, metálicos y no metálicos, así como combustibles (EcuRed, 2020, párr. 2).

2.1.2. Información levantada en mina

2.1.2.1. Situación operativa actual

La empresa OROCONCENT S.A se encarga de las operaciones de la mina El Pique, se desarrollan operaciones de explotación de minerales polimetálicos del sistema de vetas característico del distrito minero Zaruma Portovelo.

La mina El Pique se desarrolla a partir de trabajos mineros antiguos desarrollados por empresas de pequeña minería, la mina tiene su organización jerárquica de trabajo, cada trabajador cumple un rol fundamental para el desarrollo de las actividades de extracción. Se cuenta con 4 niveles subterráneos, de los cuales, el nivel operativo es el tercero, a partir de la cota 659 donde se realizan labores de prospección, así como de explotación con varios frentes de avance.

2.1.2.2. Sistema de explotación subterránea

Se considera así a todas labores subterráneas planificadas a corto y largo plazo para la extracción de mineral donde una explotación a cielo abierto no es posible por factores del yacimiento, económicos, ambientales y técnicos (Herrera & Gómez, 2007, p. 45).

2.1.2.3. Clasificación Geomecánica SEGÚN metodología de Bienawski y propiedades físico-mecánicas.

La caracterización de una muestra de roca consiste en evaluar sus propiedades físicas y mecánicas, para conocer el comportamiento mecánico de la matriz rocosa, significa realizar pruebas, ensayos y recolectar información específica de la muestra que se caracterice con el objetivo de describir las propiedades de esta y asignar un valor de calidad que define la integridad de la muestra de roca y del cuerpo rocoso de donde proviene la muestra.

La clasificación geomecánica de Bieniawski, *Rock Mass Rating* (RMR) fue desarrollada en el año de 1973, actualizada en 1979 y posteriormente en 1989. Consiste en una metodología de clasificación de macizos rocosos que permite relacionar índices de calidad con parámetros geotécnicos del macizo rocoso, criterios de excavación y sostenimiento.

La caracterización del macizo rocoso tiene la finalidad de evaluar la calidad de las rocas en donde se va a efectuar una obra, mediante la descripción y observación de particularidades de esta, así como ensayos sobre muestras de roca en laboratorio o in situ.

Los resultados de este procedimiento permitirán definir el método de sostenimiento requerido para cubrir las necesidades de estabilidad que precise la labor. Previo al estudio geomecánico, se deberá hacer una descripción y análisis de influencia de las diferentes estructuras geológicas que conforman el macizo rocoso para comprender de mejor manera el comportamiento mecánico e hidráulico que posee la roca (Andrade, 2014, p. 35).

2.1.3. *Propiedades físico-mecánicas de las rocas*

Para la determinación de las propiedades específicas se tomará en cuenta las siguientes ecuaciones donde se detalla todas las variables para su obtención (Física Práctica, 2021, p. 1).

2.1.3.1. *Peso específico*

Peso específico de la roca se denomina al peso de la parte dura de la unidad de volumen, y su fórmula para el cálculo se la expresa de la siguiente forma:

Ecuación 1-2: Peso específico

$$\rho = \frac{G}{Vd} \quad (\text{Ec. 1-2})$$

Donde:

- ρ – peso específico de la roca, g/cm³
- G – peso de la parte dura de la muestra de roca
- Vd – volumen de la parte dura de la muestra de roca, cm³
-

2.1.3.2. Peso volumétrico

Peso volumétrico se denomina al peso que posee una unidad de volumen de roca in situ o en su estado natural.

Ecuación 2-2: Peso volumétrico

$$\gamma = \frac{G}{V} \quad (\text{Ec. 2-2})$$

Donde:

- γ – Peso volumétrico de la roca, g/cm³.
- G – Peso de la muestra en su estado natural, g.
- V – Se denomina al volumen total de la roca incluyendo los poros y sus fisuras, cm³.

2.1.3.3. Esponjamiento

La roca al estar in situ posee un cierto volumen, pero después de separarla del macizo rocoso y retirarla aumenta su volumen a esta propiedad se la conoce como esponjamiento. Para determinar el coeficiente de esponjamiento se usa la siguiente expresión:

Ecuación 3-2: Esponjamiento

$$Kc = \frac{Vm}{V} \quad (\text{Ec. 3-2})$$

Donde:

- Kc – coeficiente de esponjamiento
- Vm – Volumen de roca mullida
- V – Volumen de roca en el macizo

2.1.3.4. Resistencia a la compresión uniaxial

El esfuerzo de compresión es el resultado de las presiones actuantes sobre una probeta, se caracteriza porque tiende a reducir el volumen de este, producto de la aplicación de presión en cierto punto.

La resistencia a la compresión de una roca es la medida de la capacidad de una muestra de roca para resistir una carga aplicada, hasta que la roca se quiebre. Generalmente, el límite de resistencia a compresión de las rocas se determina para un estado uniaxial, o sea sometiendo las muestras de rocas a cargas uniaxiales. El límite de resistencia a la compresión en este caso se determina por la fórmula:

Ecuación 4-2: Resistencia a la compresión uniaxial

$$Rc = \frac{P_{m\acute{a}x}}{F_0} \quad (\text{Ec. 4-2})$$

Donde:

- Rc – Resistencia a la compresión simple o uniaxial, kgf/cm²
- P_{máx} – Peso máximo aplicado sobre la probeta en el momento de sedencia, kgf
- F₀ – Área transversal de la muestra antes de aplicación de fuerza, cm²

2.1.4. Ensayos para determinan propiedades del macizo rocoso

2.1.4.1. RQD (Rock Quality Designation)

El RQD es un método empleado para definir la calidad inicial de un macizo rocoso, donde se piensa realizar alguna labor, este valor se expresa en porcentajes que denota la calidad de la roca en base a las discontinuidades que presenta en una línea de muestreo o en testigos, para ellos solo se toma en cuenta fragmentos mayores a 10 cm.

RQD es el índice que proporciona información como el grado de unión o fractura en una unidad de roca medida porcentualmente, donde el 75% o más indica una roca dura de buena calidad y menos del 50% indica muestras de rocas erosionadas de baja calidad (Maldonado, 2015, párr. 1-2).

2.1.5. Descripción de las discontinuidades

En esta sección se describen los conceptos que permitirán un correcto entendimiento y aplicación de las particularidades que se deben considerar para la caracterización del macizo rocoso donde se efectuará la profundización del “El Pique”.

2.1.5.1. Orientación

Definir este parámetro nos ayuda a relacionar la dirección de las discontinuidades con la estructura a construirse en el macizo rocoso definiendo el grado de estabilidad de la labor. Para un análisis geomecánico, lo primero es definir las discontinuidades por la dirección de buzamiento y el buzamiento.

El buzamiento es la dirección inclinada de la línea de máxima pendiente del plano central de la discontinuidad, medida desde la horizontal. La dirección de buzamiento o de la línea de máxima pendiente, se mide desde el norte verdadero en el sentido de las agujas del reloj (González, 2002, p. 30).

2.1.5.2. Espaciado

El espaciado se considera como la distancia perpendicular entre discontinuidades de un mismo set o familia y tendrá su descripción según la (tabla 1-2). A medida que se mide el espaciado también se define el tamaño de roca intacta. Para la toma de datos en campo se mide todos los espaciamientos de las diferentes familias para sacar un valor promedio y para una mejor estimación se necesita una cantidad de datos considerable. Mientras más fracturas posea el macizo rocoso mayor inestable será, al no poseer grandes secciones de roca intacta (González, 2002, p. 33).

Tabla 1-2: Descripción del espaciado

Descripción	Espaciado
Extremadamente junto	< 20 mm
Muy junto	20-60 mm
Junto	60-200 mm
Moderadamente junto	200-600 mm
Separado	600-2.000 mm
Muy separado	2.000-6.000 mm
Extremadamente separado	> 6.000 mm

Fuente: González, 2002, p. 33.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

2.1.5.3. Persistencia

Corresponde a la extensión de la discontinuidad de cada familia, esta extensión tendrá una dirección de rumbo y manteo que debe medirse para un análisis de estabilidad. En problemas de estabilidad de taludes resulta preferible definir la persistencia en la dirección del manteo; por otra parte, al evaluar la estabilidad de las labores subterráneas se emplea mayoritariamente la persistencia en la dirección del rumbo de la estructura. Al ser la labor subterránea un pique, se deberá medir la persistencia de las estructuras en la dirección del manteo (González, 2002, p. 37).

2.1.5.4. Rugosidad

La rugosidad de una discontinuidad determina su resistencia al cizallamiento y obtendrá una simbología según la (tabla 2-2). Si la abertura de la discontinuidad aumenta, al igual que el espesor de relleno; la importancia de este factor disminuye (González, 2002, p. 38).

Tabla 2-2: Descripción de la rugosidad de las discontinuidades

Símbolo	Definición
RE	Rugosa escalonada
LE	Lisa escalonada
PE	Pulida escalonada
RO	Rugosa ondulada
LO	Lisa ondulada
PO	Plana ondulada
RP	Rugosa plana
LP	Lisa plana
PP	Pulida plana

Fuente: González, 2002, p. 38.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

2.1.5.5. Abertura

Es la distancia perpendicular que separan las paredes adyacentes de una discontinuidad abierta. La abertura de las discontinuidades debe ser determinada y descrita utilizando los siguientes términos (tabla 3-2):

Tabla 3-2: Descripción de la abertura de las discontinuidades

Abertura	Descripción
< 0.1 mm	Muy cerrada
0.10-0.25 mm	Cerrada
0.25-0.50 mm	Parcialmente abierta
0.50-2.50 mm	Abierta
2.50-10 mm	Moderadamente ancha
10 mm	Ancha
1-10 cm	Muy ancha
10-100 cm	Extremadamente ancha
> 1 m	Cavernosa

Fuente: Gonzáles, 2002, p. 40.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

2.1.5.6. Potencia y características de relleno

Describe el material que se encuentra entre las paredes adyacentes de una discontinuidad que pueden alojarse mediante la circulación de fluidos mineralmente cargados, procesos geológicos o fenómenos de transporte.

Se conoce como ancho de discontinuidad rellena a la distancia perpendicular entre las paredes de la discontinuidad, este dato se lo puede obtener directamente sobre el afloramiento en la cual se debe tomar datos de un ancho máximo y un ancho mínimo para tener un promedio. En base a la observación de campo, se ha identificado que las discontinuidades más representativas del macizo rocoso por donde se construye el pique inclinado (Gonzáles, 2002, p. 42).

2.1.5.7. Filtraciones

Las filtraciones es un factor importante para determinar la estabilidad de un macizo rocoso y se clasifica en seis secciones (tabla 4-2), estas infiltraciones pueden ocurrir dependiendo el tipo de porosidad del material, además, estas pueden darse en fracturas de la corteza terrestre (Gonzáles, 2002, p. 55).

Tabla 4-2: Descripción de las filtraciones en discontinuidades

Clase	Discontinuidades sin relleno	Discontinuidad con relleno
I	Junta muy plana y cerrada. Aparece seca y no parece posible que circule agua.	Relleno muy consolidado y seco. No es posible el flujo de agua.
II	Junta seca sin evidencia de flujo de agua.	Relleno húmedo, pero sin agua libre.
III	Junta seca, pero con evidencia de haber circulada agua.	Relleno mojado con goteo ocasional.
IV	Junta, pero sin agua libre.	Relleno que muestra señales de lavado, flujo de agua continuo (estimar el caudal en l/min.).
V	Junta con rezume, ocasionalmente goteo, pero sin flujo continuo.	Relleno localmente lavado, flujo considerable según canales preferentes (estimar caudal y presión).
VI	Junta con flujo continuo de agua (estimar el caudal en l/min, y la presión).	Rellenos completamente lavados, presiones de agua elevadas.

Fuente: Gonzáles, 2002, p. 55.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

2.1.6. Resistencia de la matriz rocosa

Existen muchas formas de determinar la resistencia de la matriz rocosa, una de ellas es el ensayo de compresión uniaxial con maquinaria que mide la deformación de las probetas para darnos resultados en MPa, por otro lado, se puede realizar el mismo análisis con el martillo Schmidt o esclerómetro que en base a la resistencia del rebote de la superficie rocosa que es una correlación del ensayo a compresión simple (Gonzáles, 2002, p. 55).

Para poder evaluar la resistencia a la compresión de las paredes de las discontinuidades, se debe definir el grado de meteorización o alteración de éstas; ya que estos procesos de descomposición afectan a las paredes de las discontinuidades mucho más que a la parte interior de los bloques de roca. Existen varios procedimientos para caracterizar la resistencia de las paredes de una discontinuidad (Gonzáles, 2002, p. 56).

Se puede optar por el método Pruebas de Índices Manuales. Estas pruebas son realizadas en las paredes de las discontinuidades de acuerdo con las indicaciones de la siguiente (tabla 5-2):

Tabla 1-2: Clasificación en base a la resistencia a la compresión simple

Medida cualitativa grado de resistencia mecánica			
Resistencia a compresión simple MPa	Grado de meteorización	Grado de resistencia mecánica	Características
1.0 – 5.0	VI	1-2 ROCA MUY DÉBIL	Se disgrega con el tacto, deleznable con el martillo y puede desconcharse con una navaja.
5.0 – 25	V	3-4 ROCA DÉBIL	Se disgrega con el golpe del martillo, pero no se puede obtener un bloque muestra del afloramiento, ya que se disgrega en fragmentos, puede desconcharse con dificultad con una navaja; se puede hacer marcas profundas golpeando fuertemente la roca con la punta del martillo
25 – 50	IV	5-6 ROCA MEDIA	Se disgrega con el golpe del martillo, puede obtenerse un bloque de muestra del afloramiento, no se puede rayar ni desconchar con la navaja.
50 – 100	III	7-8 ROCA DURA	Se fractura con el golpe del martillo, pero se necesita más de un golpe para sacar la muestra.
100 – 250	II	9 ROCA MUY DURA	Difícilmente se fractura con el golpe del martillo, se necesitan muchos golpes para romper la muestra.
> 250	I	10 ROCA EXTREMADAMENTE SURA	Solo se pueden romper o esquilar de la muestra con el martillo geológico.

Fuente: Gonzáles, 2002, p. 25.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

2.1.7. Equipos empleados para los ensayos ejecutados.

Para la preparación de muestras se emplearon los siguientes equipos

2.1.7.1. Máquina de corte geológico GeoCut 302

Para el corte de roca y minerales, con posicionamiento de la rueda de corte en el eje Z y sistema de corte con alimentación de mesa, posicionamiento manual de la muestra en los ejes X y Y. Mesa cama XY y mesa de alimentación cruzada para corte de plano paralelo secciones, visualización mecánica del grosor de corte, doble sujeción ranurada en T mesa fabricada en acero inoxidable, parte inferior fundida de base de aleación resistente, capacidad de corte hasta 110/90 mm en material macizo, para discos de diamante hasta $\varnothing 300 / 250\text{mm}$, motor de corte compacto de 6.4 HP, sistema de freno electrónico, acceso extraordinario para un fácil manejo con puerta platina y aberturas laterales, interruptor de seguridad de enclavamiento para puerta platina, capacidad para conectar directamente el agua de la ciudad o recircular el tanque de refrigerante Listo para operación. Sin dispositivos de sujeción, sin recirculación de la unidad de refrigeración. 400 V, fase 3, 50/60 Hz (Metken, 2021, p: 2-3).



Figura 1-2: Máquina de corte geológica Geocut 302

Fuente: Metken, 2021, p. 2.

2.1.7.2. Horno de laboratorio

El uso de este equipo tiene la finalidad de secar todo tipo de muestra a una temperatura determinada por el usuario que puede ir hasta los 1700°C , la misma que está compuesta por una cámara recubierta de material refractario de forma que entregue calor uniforme en toda ella. Esta máquina a diferencia del horno común funciona de manera mucho más controlada, pudiendo observar y regular la temperatura a lo largo del ensayo. Por estas características se suelen usar en pruebas con diversos fines para el tratamiento térmico, ensayos de calcinamiento, secado de muestras, cocción de material cerámico entre otros.

Para su funcionamiento se debe tener en cuenta que su manipulación debe ser en interior y con ambientes entre 15°C y 40°C con una humedad relativa promedio del 80%. En caso contrario el

funcionamiento puede verse comprometido, así como el rango de temperaturas además de incurrir en un peligro para los trabajadores del laboratorio (CROMTEK, 2021, p. 1).



Figura 2-2: Mufla de Laboratorio

Fuente: Metken, 2021, p. 5.

2.1.7.3. Máquina para ensayo de corte uniaxial

La resistencia de las rocas, a diferencia de otros materiales, no es una propiedad invariable de este, sino que su valor fluctúa dentro de unos amplios límites, dependiendo de las condiciones impuestas en cada caso. El ensayo uniaxial constituye el procedimiento más satisfactorio para medir la resistencia al esfuerzo cortante de muestras de rocas en la mayoría de las situaciones.

Una de sus principales ventajas radica en el hecho de poder controlar las tensiones principales, lo cual conduce al conocimiento del comportamiento básico del suelo y de las características que se utilizarán posteriormente en el diseño.



Figura 3-2: Máquina universal para ensayos de compresión

Fuente: Metken, 2021, p. 5.

2.2. Clasificación geomecánica de Bieniawski

El sistema para clasificación geomecánica (*Rock Mass Rating*) RMR, ha sido desarrollado por Z.T. Bieniawski durante los años 1972- 73, y modificado posteriormente en 1976 y 1979, en base a más de 300 casos reales de cimentaciones, cavernas, túneles y taludes. En la actualidad se usa la edición de 1989, que comparte similitud con la de 1979 (Alvarado. 2020, pp. 10-15).

Este método de caracterización permite evaluar las propiedades del macizo rocoso a fin de establecer su calidad cuantitativamente y poder predecir de manera satisfactoria su comportamiento frente a procesos de excavación, el tipo de sostenimiento requerido y de manera empírica el rango de variación de propiedades de la roca como son el ángulo de fricción interna y la cohesión.

La clasificación geomecánica se la realiza en etapas tempranas de un proyecto, pues esta metodología permite estimar la calidad de la roca presente en taludes, túneles, excavaciones, etc., permitiendo diseñar un sistema de excavación y sostenimiento que permitan neutralizar el desequilibrio tensional del macizo rocoso.

2.3. Funcionalidad y dimensionamiento de un Pique

2.3.1. Pique minero

El pique minero es una de las labores más importantes de la mina ya que sirve de acceso al personal, maquinaria, insumos etc., al interior del yacimiento para su explotación y su diseño debe ser considerado dependiendo si va a ser una labor temporal o permanente, es decir para toda la vida útil del proyecto, para tomar la decisión de construirla se debe tener en cuenta factores clave como: la profundidad del yacimiento, el tiempo de vida útil, tiempo disponible de preparación, los costos, y el tipo maquinaria. Estos deber ser contruidos teniendo en consideración las dimensiones, profundidad, estabilidad de la roca, métodos de excavación.

El pique tiene la función de la extracción tanto del mineral como del estéril, transporte de maquinaria e insumos, así como el traslado de los trabajadores a niveles subterráneos, el carguío de mineral y estéril se da por medio de tolvas previamente cargadas por vagones desde los frentes de explotación (Herrera & Gómez, 2007, pp. 25-30).

2.3.2. Profundización de pique

Los piques o pozos al ser la entrada principal a la mina su funcionamiento es vital para todo el proyecto por lo cual está en constante trabajo transportando material, una vez los recursos se agoten en el nivel donde se lleva la explotación se debe pensar en la profundización del pique para llegar a reservas minerales más profundas, el método de profundización debe ser pensado para que la mina no deje de producir y amortiguar los costes de profundización del mismo, suele ser un procedimiento complicado independientemente del método de profundización. En la construcción del pique inclinado, se debe controlar el descenso con regularidad y rectificando siempre su avance derecho, dimensiones y profundidad (Herrera & Gómez, 2007, p. 45).

2.3.3. Forma de sección transversal de piques de extracción

Para determinar la forma de un pique según el artículo de seguridad minera 2020 las más utilizadas son las de forma rectangular o elíptica, pero muy pocas veces se utilizan de forma circular, como toda labor minera su forma dependerá de varios factores, entre estos tenemos las propiedades geomecánicas de la roca por donde se construirá el pique o labor. Para elegir la forma se debe tener en consideración la calidad del macizo rocoso, el tiempo de funcionabilidad y destino final de la labor (Seguridad Minera, 2020, párr. 5).

2.3.3.1. Sección rectangular

Para determinar la forma transversal de un pique según el artículo de seguridad minera página 2, la sección rectangular es una de las formas que más se emplean en la construcción de piques ya que ofrece las siguientes ventajas:

- Permite un mejor manejo y aprovechamiento del espacio.
- La instalación de la fortificación es sencilla por sus ángulos rectos.

Sin embargo, existen algunas desventajas que ofrece:

- Su resistencia aerodinámica es elevada por la forma de su sección transversal.
- Mayor complejidad en la formación de los ángulos rectos de la sección con trabajos de perforación y voladura, mayormente cuando se trabaja con rocas duras.
- Mayor inestabilidad perjudicando al sistema de fortificación por caída de rocas.
- Mala distribución de los esfuerzos actuantes en la labor

2.3.3.2. Sección circular

Se utiliza en caso en los que la mina necesite piques grandes para satisfacer su producción.

Presenta las siguientes ventajas (Seguridad Minera, 2020, párr. 6).

- Brinda una mayor estabilidad y resistencia ya que garantiza una mejor distribución de los esfuerzos circundantes a la excavación, por ellos la fortificación tendrá una mejor resistencia a la relajación de la roca y movimiento de este.
- Reduce la resistencia aerodinámica, permitiendo un mejor flujo de aire por la labor.
- Es un método de profundización de menor costo y mayor efectividad comparado con los piques de sección rectangular.

Sus principales desventajas son:

- Utilizan equipo de perforación de bajo perfil.
- Mayor tiempo para elaborarla.
- Elevados costos de instalación e infraestructura del equipo de profundización.

2.3.4. Dimensión del pique

Para determinar las dimensiones se debe analizar factores como número de compartimentos, dimensión de la maquinaria de transporte o skips (esto está dado según la producción diaria de caja y mena), estructuras de fortificación y el resto de los servicios auxiliares, tuberías y cables. Estas dimensiones deben estar dadas desde un punto técnico y de seguridad para que exista estabilidad y confort para los trabajadores (Seguridad Minera, 2020, párr. 6).

2.4. Modelo de Excavación

Un modelo de excavación es una herramienta que se caracteriza por estar en dependencia de todas las variables que involucran la ejecución de una excavación. Para sintetizar de mejor manera un modelo de excavación de un pique inclinado, involucra el estudio de propiedades geomecánicas, equipos, recursos humanos y recursos económicos para plantear el diseño de excavación.

2.4.1. Ciclos operativos

En la actualidad para la construcción de piques mineros se utiliza los métodos de franqueo general y especial. Para determinar el método de franqueo en piques se debe tener en cuenta factores geológicos, técnicos del lugar de excavación, hidrogeológicos etc. Normalmente se utiliza trabajos de perforación y voladura controlada como método de franqueo.

2.4.2. Perforación y voladura

Perforación y voladura es una técnica por la cual se arranca material rocoso de alguna formación mediante la detonación de explosivos que son colocados en barrenos perforados por maquinaria específica, esta técnica es muy utilizada en minería subterránea y superficial, así como en la elaboración de obras civiles. Para realizar esta técnica se perforan barrenos de diferentes diámetros y longitudes directamente en la roca donde posteriormente se colocan explosivos las mismas que son detonadas mediante detonadores eléctricos o no eléctricos, para realizar este proceso se necesita un mallado de perforación el cual es calculado en base a las características de la roca donde se realizará estas labores para determinar el tipo de explosivo que está dado según la formación rocosa y requerimientos operacionales del lugar a detonar (Choque, 2017, p. 8).

2.4.3. Maquinaria de perforación

2.4.3.1. Perforadora Jack Leg YT28

Normalmente para estos trabajos en pequeña minería se utiliza las perforadoras Jack leg que está diseñada para realizar perforaciones verticales o inclinadas en roca, esta perforadora es neumática e imprescindible en un proyecto de minería, presentando características útiles como bajo ruido, poca vibración, bajo consumo y alta eficiencia en la (tabla 6-2) podemos observar sus especificaciones (Maxdrill Rock Tools, 2016, párr. 1-2).

Tabla 6-2: Especificaciones perforadora Jack Leg YT27

Especificaciones Técnicas	
Peso (kg)	26
Presión de aire:	0.63 MPa
LxAxH (mm)	661x247x195
Consumo de aire*(l/s)	≤ 81
Diámetro de la manguera de aire (mm)	25
Diámetro de la manguera de agua (mm)	13
Frecuencia de impacto *(Hz)	≥ 37
Tamaño de la broca (mm)	34 - 42
Profundidad de perforación (m)	5
Espiga (hex. XL) (mm)	22x108±1

Fuente: Maxdrill Rock Tools, 2016.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

2.4.3.2. Barrenos de perforación

Los barrenos de perforación son barras de acero, en su interior cuenta con un conducto para el paso del agua de refrigeración y salida de los detritus; el final de la barra cuenta con rosca para el acople de las brocas de perforación (Maxdrill Rock Tools, 2016. Párr. 5).



Figura 4-2: Barreno de perforación cónica “H”

Fuente: Maxdrill Rock Tools, 2016, p. 1.

2.4.3.3. Broca de botones

Es la herramienta de corte más utilizada en minería para trabajos de perforación, estas son acopladas a perforadoras manuales o tipo jumbo las mismas que son elaboradas con acero de alta calidad y aleaciones de carburo de tungsteno ya que deben ser duraderas pues trabajan directamente en formaciones duras, medias y blandas, siendo la de 38 mm las más utilizada en minería subterránea de labores pequeñas (Maxdrill Rock Tools, 2016, párr. 3).



Figura 5-2: Broca de perforación

Fuete: Maxdrill Rock Tools, 2016, p. 1.

2.4.3.4. Explosivo y accesorios

Emulsen 5000x 1 1/8" X 7"

Este explosivo tiene como característica principal su gran resistencia al agua por su alta viscosidad y sensibilidad además de ser compatible con el fulminante número 8, su potencia y viscosidad es gracias a que contiene aditivos y energizantes, su empaqueo es en cartuchos de plástico.

Usos

Mayor mente utilizado en minería subterránea, se emplea como carga de fondo y columna en barrenos secos o con agua, también se lo utiliza en minería a cielo abierto.



Figura 6-2: EMULSEN 5000x

Fuente: EXPLOCEN C.A., 2019, p. 1.

Características técnicas

Tabla 7-2: Características técnicas explosivo

Tamaño, Pulg. (Diámetro x Largo)	Peso cartucho, g. (Aprox.)	Numero cartuchos por caja (Aprox.)	Velocidad de detonación”, m/seg (Aprox.)
1” x 4”	60	420	4900
1” x 7”	96	260	4900
1” x 12”	185	135	4900
1 1/8” x 4”	78	320	5000
1 1/8” x 7”	128	195	5000
1 1/4” x 8”	192	130	5100
1 1/4” x 16”	391	64	5100
2” x 8”	556	45	5300

Parámetros	Unidad	Especificación
Densidad	g/cm ³	1,14
Velocidad de detonación**	m/s	5400
Volumen de gases	l/kg	851
Calor de explosión	Kcal/kg	933
Temperatura de explosión	*C	2342
Ensanchamiento TRAUZL	cm ³ /10g	325
Poder rompedor, método HESS	mm	24
Resistencia al agua	Excelente
Categoría de humos	Primera
Vida útil	meses	Seis meses

Fuente: EXPLOCEN C.A., 2019, p. 1.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

Fulminantes Famesa N°8

Es el accesorio de voladura encargado de iniciar la detonación del explosivo, el fulminante está unida al cordón detonante que trasmite la energía al fulminante produciendo el chispazo en la sustancia explosiva, el fulminante es un casquillo de aluminio cerrado en uno de sus lados, la parte inferior de la carcasa está llena de una carga base de PETN y una carga primaria encima. Para trabajos en minería subterránea el número 8 es el más utilizado.



Figura 7-2: Fulminante N° 08

Fuente: FAMESA, 2020, p. 1.

Mecha de seguridad Fanel ® NTD

Es un sistema simple y versátil para iniciar líneas descendentes, en si es un sistema de retardo que puede ser unida a líneas principales y permite un gran número de combinaciones con los tiempos de retardo.



Figure 8-2. Mecha de seguridad Fanel NTD

Fuente: FAMESA, 2020, p.1.

Tabla 8-2: Tiempo de retardo mecha de seguridad

FULMINANTES NO ELÉCTRICOS DE RETARDO					
#	Serie especial ICE Tiempo de retardo	#	Serie periodo largo (LP) Tiempo de retardo	#	Serie periodo corto (MS) Tiempo de retardo
1	25 ms	1	0.5 segundos	1	25 ms
2	100 ms	2	1 segundos	2	50 ms
3	200 ms	3	1.5 segundos	3	75 ms
4	300 ms	4	2 segundos	4	100 ms
5	400 ms	5	2.5 segundos	5	125 ms
6	500 ms	6	3 segundos	6	150 ms
7	600 ms	7	3.5 segundos	7	175 ms
8	700 ms	8	4 segundos	8	200 ms
9	800 ms	9	4.5 segundos	9	225 ms
10	900 ms	10	5 segundos	10	250 ms
11	1000 ms	11	5.6 segundos	11	300 ms
12	1200 ms	12	6.2 segundos	12	350 ms
13	1400 ms	13	6.8 segundos	13	400 ms
14	1600 ms	14	7.4 segundos	14	450 ms
15	1800 ms	15	8 segundos	15	500 ms
16	2000 ms	16	8.6 segundos	16	600 ms
17	2500 ms			17	700 ms
18	3000 ms			18	800 ms
20	4000 ms			19	900 ms
21	4500 ms			20	1000 ms
23	5500 ms				
24	6400 ms				

Fuente: FAMESA, 2020, p.1

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

2.4.4. Método Roger Holmberg

Para un mejor análisis de todas las secciones que intervienen en un proceso de perforación y voladura subterránea, Holmberg según su metodología, divide en secciones (A,B,C,D,E) el frente de avance, cada una con sus consideraciones especiales para el cálculo, estas secciones son las siguientes: (Rosas, 2018, p. 1).

- A: Sección de Corte
- B: Sección de Tajeo
- C: Sección de Alza
- D: Sección de Contorno
- E: Sección de Arrastre

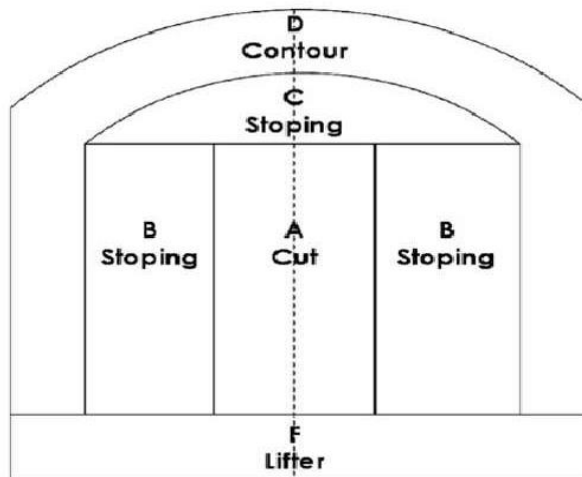


Figura 9-2: Secciones del método Roger Holmberg

Fuente: Rosas, 2018, pág. 134.

2.4.4.1. Avance por disparo

Por lo general al usar esta metodología el avance efectivo será de un 95% de la longitud total del barreno, esto está dado por el diámetro del taladro de alivio, así como la desviación de perforación del mismo. El avance por disparo (H) puede ser determinado en función del diámetro del taladro de alivio expresado por la siguiente relación (Rosas, 2018, pp. 2-3).

Ecuación 5-2: Avance por disparo

$$H = 0.5 + 34.1\phi - 39.4\phi^2 \quad (\text{Ec. 5-2})$$

Donde:

- H = Profundidad de taladro (m)
- ϕ = Diámetro de taladro vacío (m)

El avance será del 95% x H $I = 0.95H$

La posterior relación es válida cuando se trabaja con desviaciones en la perforación no mayores al 2%. Además, en minería por lo general no existe maquinaria que perfora barrenos de diferentes diámetros a la vez, en el caso de los taladros de alivio y producción, por ello se requiere calcular el talado equivalente correspondiente al número de taladros de alivio a usar, esto se realiza ya que el modelo de Holmberg trabaja con un solo taladro de alivio para el cálculo, el diámetro equivalente se determina con la siguiente relación (Rosas, 2018, p. 4).

Ecuación 6-2: Diámetro equivalente

$$\phi = d_0 * \sqrt{n}$$

Donde:

- d_0 = Diámetro de los taladros vacíos en el corte
- n = Número de taladros vacíos en el corte
- ϕ = Diámetro del taladro vacío equivalente

2.4.4.2. Diseño del corte

Cálculo para el caso de una sección cuadrada de corte para arranque en paralelo (II) primer cuadrante:

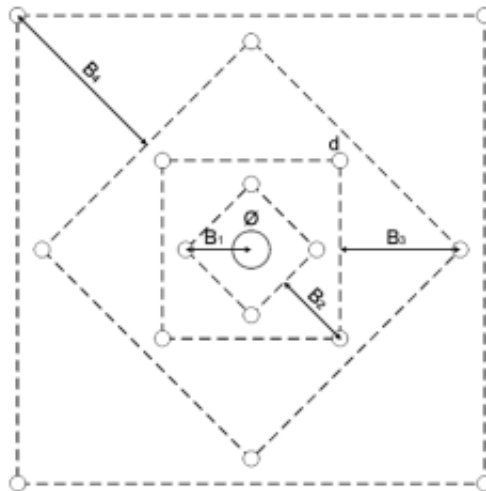


Figura 10-2: Diagramas cuadrantes de corte

Fuente: Quishpe, 2018, pág. 134.

Cálculo del burden en el 1er cuadrante

$$B_1 = \begin{cases} 1,5\phi & \text{si la desviación del taladro es } 0,5\% - 1\% \\ 1,7\phi & \text{si la desviación del taladro es } > 1\% \end{cases}$$

Donde:

- B1 = Burden en el primer cuadrante
- \emptyset = Diámetro del taladro vacío
- F = Máxima desviación en la perforación

Ecuación 7-2: Máxima desviación en la perforación

$$F = \alpha * \beta * H \quad (\text{Ec. 7-2})$$

Donde:

- α = Desviación angular (m/m)
- β = Desviación en el empate o collar (m)
- H = Profundidad del barreno(m)

Cálculo de la concentración de carga explosiva en el cuadrante número 1

Según Langerfors y Kihlstrom (1963) han establecido un postulado matemático para realizar el cálculo de la carga en el primero cuadrante, de la siguiente manera (Rosas, 2018, p. 6).

Ecuación 8-2: Cálculo de la carga en el 1° Cuadrante ($d < 31.75$ mm)

$$q_1 = \frac{d}{0.032} \times \frac{3}{2} \times \left(\frac{B_2^3}{\emptyset}\right) \times \left(B - \frac{\emptyset}{2}\right) \quad (\text{Ec. 8-2})$$

Si $d < 31,75$ mm

Donde:

q_1 es la concentración de explosivo (Kg/m) en el primero cuadrante.

B = Burden (m).

\emptyset = Diámetro del barreno vacío (m).

d = Diámetro de barreno de producción (m).

El uso de la siguiente ecuación es condicionalmente para diámetros inferiores a ($d \leq 1 \frac{1}{4}$ "), para mayores, en general para diámetros de cualquier tamaño, la concentración de carga en el primer cuadrante se utiliza la siguiente variación de la fórmula (Rosas, 2018, p. 6).

Ecuación 9-2: Cálculo de la carga en el 1° Cuadrante ($d > 31.75$ mm)

$$q_1 = 55 * d * \left(\frac{B_2^3}{\emptyset}\right) * \left(B - \frac{\emptyset}{2}\right) * \frac{C}{0.4} / S \text{ Anfo} \quad (\text{Ec. 9-2})$$

Donde:

S_{ANFO} = Potencia por peso relativo al explosivo ANFO

C = Constante de roca, está en función de la cantidad de explosivo que se necesita para remover un metro cúbico de roca. $C \in [0.2 - 0.4]$, se usa habitualmente el valor de ($\bar{c} = 0.4 \text{ Kg/m}^3$) por las condiciones en las que se realizó este método (Quispe, 2018, pág. 9).

El segundo cuadrante

Luego de disparar el 1er cuadrante, queda una abertura rectangular de ancho “a”

Ecuación 10-2: Abertura rectangular

$$a = (B1 - F) * \sqrt{2} \quad (\text{Ec. 10-2})$$

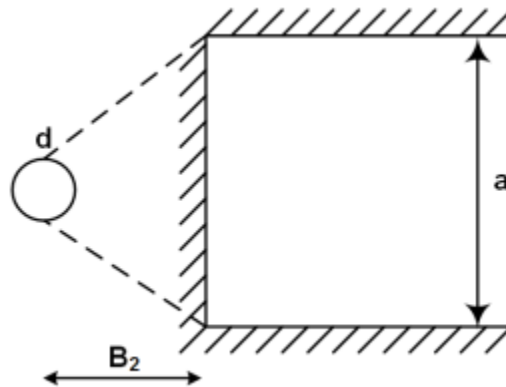


Figura 11-2: Esquema abertura creada por el primer cuadrante

Fuente: Rosas, 2018, p. 6.

Donde:

- a = Ancho de la abertura creada en el 1er cuadrante.
- B1 = Burden en el 1er cuadrante (m).
- F = Desviación de la perforación (m).

Si se conocen el Burden (B) y el ancho a; la concentración de carga puede determinarse mediante la siguiente relación: (Rosas, 2018, p. 6).

Ecuación 11-2: Concentración de carga (2° cuadrante)

$$q2 = \frac{32.3 * d * c * B}{Sanfo * \left(\sin\left(\tan\left(\frac{a}{2B}\right)\right) \right)^{1.5}} \left(\frac{kg}{m} \right) \quad (\text{Ec. 11-2})$$

En cambio, si son conocidos la concentración de carga y el ancho a; el Burden (B) en el segundo cuadrante puede determinarse en función de “a” y “q”.

Ecuación 12-2: Burden (2° cuadrante)

$$B = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{a * q^2 * sanfo}{d * c}} \text{ (m)} \quad \text{(Ec. 12-2)}$$

- El Burden práctico será: $B_2 = B - F$
- Restricciones para calcular $B_2 \leq 2a$
- Gustaffson propone que el Burden para cada cuadrante debe ser: $B = 0,7 \times a$

Existen caso en los que no será necesario los cuatro cuadrángulos de corte, para su determinación se utiliza la siguiente regla: “El número de cuadrángulos dependerá de la longitud del lado del último cuadrángulo “a” el cual no será mayor que la raíz cuadrada del avance H” $a \leq \sqrt{H}$, (Rosas, 2018, p. 12).

A partir del cuadrángulo dos los cálculos se efectúan con las mismas fórmulas para el resto de los cuadrantes en caso de necesitarlos, en caso del taco será el mismo para todas, es decir que debe ser 10 veces el diámetro del barreno de producción (10d) (Quispe, 2018, pág. 13).

2.4.4.3. Arrastres

Para determinar el burden de los arrastres se usa la siguiente fórmula:

Ecuación 13-2: Burden de los arrastres

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{q * sanfo}{c * f * \frac{S}{B}}}$$

Donde:

- B = Burden (m)
- q = Concentración de carga (Kg/m)
- C = Constante de roca.

Ecuación 14-2: Constante de roca

$$C = \begin{cases} \bar{c} + 0.05 & B \geq 1.4 \text{ m} \\ \bar{c} + \frac{0.07}{B} & B < 1.4 \text{ m} \end{cases} \text{ (Ec. 13-2)}$$

$$\bar{c} = 4$$

- f = Factor de fijación.
- f = 1 Para taladros verticales.
- f < 1 Para taladros inclinados.
- S / B = Relación de espaciamiento/Burden.

Para el cálculo del número de taladros de arrastre se utiliza la siguiente formula:

Ecuación 15-2: Número de taladros de arrastre

$$N = \left(\frac{\text{ancho tunnel} + 2H \cdot \text{sen}(\alpha)}{B} \right) + 2 \quad (\text{Ec. 14-2})$$

Donde:

- N = Número de taladros de arrastre.
- H = Profundidad de los taladros.
- γ = Ángulo de desviación en el fondo del taladro. ($\gamma = 3^\circ$)
- B = Burden

Para el espaciamiento se determina con la siguiente expresión:

Ecuación 16-2: Espaciamiento

$$S = \left(\frac{\text{ancho tunnel} + 2H \cdot \text{sen}(\alpha)}{N-1} \right) + 2 \quad (\text{Ec. 15-2})$$

Taladros de tajeado (Stoping) zonas B y C

Para generar la carga (q) y el burden (B) se utiliza los métodos y fórmulas para el cálculo en bancos, usados en los arrastres (lifters) con la variación siguiente (Quispe, 2018, pág. 15).

- En la sección B: $f = 1,45$ y $S / B = 1,25$
- En la sección C: $f = 1,20$ y $S / B = 1,25$

La concentración de la carga de columna será igual al 50% de la concentración de la carga de fondo (qb).

Taladros de contornos zona D

En ciertos casos donde no se requiera una voladura controlada, la determinación del burden y espaciado será el mismo que los calculados en la zona de arrastre, la diferencia será que $f = 1.2$ y $S/B = 1.25$, para la concentración de carga se tomara un 50% de la concentración de carga de fondo (Quispe, 2018, pág. 15).

Si se usa voladura controlada (smooth blasting) los daños en el techo y en las paredes se minimizan. Experiencias de campo (Persson 1973) han establecido el espaciado es función general del diámetro.

Ecuación 17-2: Espaciamiento en función del diámetro

$$S = K * d (m) \quad (\text{Ec. 16-2})$$

Donde K es una constante y para la relación S/B se debe usar un valor de 0.80. Ejemplo: para un diámetro de 41mm. B = 0.8m y S = 0.6m.

La concentración de carga mínima por metro está dada en función del diámetro del taladro: (Rosas, 2018, p. 15).

Ecuación 18-2: Concentración de carga mínima en función del diámetro

$$q = 90 \times d^2 \text{ si } d \leq 0,15m \quad (\text{Ec. 17-2})$$

Daños producidos por voladura

Se requiere de un análisis en un proceso de voladura para predecir el daño que generara la propagación de ondas de choque generadas por el estallido de una sustancia explosiva, esto en función de la velocidad de la partícula que está dada por la densidad de carga y la velocidad de ondas de propagación, Persson, Holmberg proponen una relación empírica para calcular la velocidad de la partícula y predecir daños en la roca adyacente (Rosas, 2018, p. 16).

Ecuación 19-2: Velocidad de la partícula

$$V = 700 * \frac{W^{0.7}}{R^{1.5}} \quad (\text{Ec. 18-2})$$

Donde:

- V = Velocidad de la partícula (mm/s)
- W = Peso de la carga explosiva (Kg)
- R = Distancia (m)

Cuando la distancia sea mayor a 1m es recomendable usar esta relación, en casos de concentración de carga entre 0.2 a 2.5 kg/m, la velocidad de la partícula será superior a los 500 mm/s lo cual denota un daño en la roca circundante (Rosas, 2018, p. 18).

2.4.5. Seguridad en las actividades de perforación

El riesgo de accidentes siempre está presente en los trabajos subterráneos, los peligros relacionados con la perforación son derivados de la utilización de la maquinaria para estos trabajos, en muchos casos el mal manejo de estas provoca lesiones, por otra parte, la generación de polvo y ruido también repercuten en la salud del operario por lo que es necesario el uso de equipos de protección personal que contrarresten estos efectos negativos. Además de estos riesgos existen otros relacionados al entorno de trabajo como caída de rocas por un mal desatado de rocas, proyección de esquirlas, detonaciones ocasionadas por restos de explosivos (Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales no Renovables, 2014, p. 64).

2.4.5.1. Consideraciones de seguridad en operaciones de perforación y voladura

Los siguientes aspectos se toma en cuenta con el objetivo de evitar o minimizar los riesgos y peligros asociados a la actividad de perforación, que puedan causar accidentes leves, graves o fatales:

- Todo trabajador que vaya a realizar labores de perforación debe estar dotado de equipos de protección personal (Ministerio del trabajo, 2020, pág. 64).
- Antes de iniciar con cualquier acción se debe asegurar que exista oxígeno, esto se lo comprueba encendiendo un fosforo, si arde es porque existe oxígeno, si no se debe retirar de esa labor (Ministerio del trabajo, 2020, pág. 64).
- Inicialmente antes de perforar se debe desatar las rocas que estén sueltas en el frente de la labor, así como lavar la pared a perforar para poder visualizar mejor las fracturas que puedan presentar peligro en la perforación.
- Antes de empezar con labores de perforación se debe asegurar que no exista resto de material explosivo que no detono, en caso de existir se deben recoger y sacar a superficie para su eliminación.
- En el caso de tiros quedados se debe desactivar con ayuda de agua a presión.
- Los fondos de los barrenos anteriores no deben servir de guías para las continuaciones, se recomienda descentralizar y comenzar en una nueva posición.
- Se debe controlar el particulado en las perforaciones.
- El frente de avance debe estar libre de obstáculos que puedan ocasionar accidentes al perforista.
- Las mangueras deben estar aseguradas a una línea en la pared para un mejor flujo de aire /agua.
- Se debe contar con buena iluminación para trabajos de perforación.
- La posición del perforista debe ser a lado izquierdo de la perforadora para evitar enredamientos con las mangueras.
- Al inicio de cada nueva perforación verificar el flujo correcto de agua para evitar pegas.
- Con ayuda del aire comprimido limpiar los barrenos para mejor la salida de los detritus.
- Se debe usar el atacador de plástico como guía para la perforación de los barrenos.
- Al momento de perforar un nuevo barreno hasta que se genere el emboquille inicial se debe inicialmente abrir la llave de agua, girar el mango hasta la posición de inicio de perforación una vez este encaminado el varillaje de perforación se vuelve el mango a la posición inicial, con esto aseguramos una mejor presión y percusión para la perforación.
- Al terminar el ciclo de perforación se debe verificar que todos los barrenos estén perforados de acuerdo con la malla, ya que una vez iniciado el carguío no se puede volver a perforar (Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales no Renovables, 2014, p. 64).

2.4.5.2. Seguridad en el carguío de explosivos

El carguío de barrenos con explosivos involucra el contacto directo y la manipulación de sustancias altamente peligrosas por parte de la cuadrilla de perforación, por lo que se debe extremar las medidas de seguridad al momento de realizar este tipo de actividades. Se plantea las siguientes consideraciones: (Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales no Renovables, 2014, pp. 61-62).

- Toda esta actividad deberá ser controlada y vigilada por personal calificado.
- Los trabajos de perforación y carga se realizarán individualmente, cuando una se termine la otra comienza.
- No se debe transportar explosivos de más, solo lo que se vaya a utilizar.
- Detonadores y explosivos deben transportarse individualmente.
- Está prohibido fumar en lugares próximos al cargado del explosivo y al menos 100 metros de los polvorines.
- Tener control en el armado del cebo, ya que puede generar accidentes por detonación fortuita.
- El taqueo de la sustancia explosiva se lo realizará inicialmente con fuerza leve, posteriormente se aplicará mayor fuerza una vez cargado toda la sustancia explosiva. es prohibido el taqueo directo del explosivo y detonador.
- Los atacadores que son utilizados para compactar la carga deben ser de menor diámetro que los barrenos y ser hechos de un material que no provoque chispazos por lo general son de madera o plástico.

2.4.5.3. Medidas de prevención en la manipulación de explosivos

- La manipulación de sustancia explosivas solo lo realizara el personal autorizado.
- Los polvorines deben cumplir con las características y requerimientos de los reglamentos y normas legales.
- El almacenamiento de los explosivos y accesorios de voladura se los deben realizar en polvorines separados.
- Se debe contar con una línea de cobre conectada a tierra para descargar el cuerpo antes de manipular los explosivos.
- No se debe almacenar los explosivos con otras sustancias combustibles.
- No almacenar herramientas u objetos metálicos que puedan producir chispas en un polvorín.
- La manipulación de las cajas con explosivos debe ser cuidadosa ya que pueden detonar sin necesidad de fuego.
- Los explosivos deben ser almacenado en lugares secos.

- No se debe utilizar explosivos deteriorados o humedecido, se debe separa para su posterior eliminación (Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales no Renovables, 2014, pp. 62-64).

2.4.5.4. Factores de riesgo en una detonación fortuita

- Golpe o impacto: por herramienta metálica, caída de rocas, choque de plataforma de transporte.
- Compresión o aplastamiento: vehículo o equipo pesado en movimiento, aplastamiento en las quijadas de una chancadora.
- Fuego o llama abierta: contacto con llama de soplete, fuego de un incendio, fósforos encendidos.
- Calor excesivo: depósitos herméticamente cerrados, cerca de hornos o estufas en funcionamiento.
- Chispa: cortocircuitos, combustión de madera, partículas de soldadura calientes.
- Fricción: rozamiento contra metal en vehículo de transporte, fricción en una faja transportadora.
- Contacto: contacto casual con cordón detonante activado, cargas eléctricas de alta tensión.
- Simpatía: reacción a distancia de explosivos por el efecto de la onda de choque de otros explosivos que han detonado.
- Inducción eléctrica: corrientes estáticas o vagabundas presentes en el ambiente cerca de motores, transformadores y líneas eléctricas (Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales no Renovables, 2014, pp. 61-62).

2.5. Transporte, diseño del sistema de izaje

Sistema de izaje, es una maquinaria utilizada para alzar, descender, impulsar o alar el mineral que se desea extraer a superficie, el winche también es utilizado para bajar o elevar el personar siempre y cuando no se esté con trabajos de izamiento de material según las exigencias de seguridad (Seguridad Minera, 2020, párr. 6).

El sistema de izaje es similar a un sistema de ascensores, solo que este es diseñado para elevar o bajar material del fondo de la mina este puede ser en vertical o inclinado según los requerimientos operativos (Seguridad Minera, 2020, párr. 6).

2.5.1. Componentes del sistema de izaje

Dependiendo de las dimensiones y necesidades, un Winche de izaje tiene los siguientes componentes:

- Tambora (una o dos)
- Motor
- Sistema de seguridad: Lilly control, frenos, etc.
- Palancas de control
- Cables;
- Jaula, baldes o skips
- Poleas
- Estructura de desplazamiento o castillo

2.5.2. Tipos de winches de izaje

- Winches de tambor
- Winches de fricción

Los sistemas de izaje por medio de tamboras son muy utilizadas en el mundo de pequeños mineros y mineros artesanales ya que se adaptan a la infraestructura y requerimientos de izaje.

Tambora es el cilindro metálico donde el cable se enrolla o desenrolla a medida que trabaje el sistema de izaje, se denomina enrollado activo a la parte del cable que está en constante movimiento, y se llama enrollado de reserva a la parte del cable que siempre está enrollado en la tambora para reducir el esfuerzo ejercido por el cable según el reglamento de seguridad (Seguridad Minera, 2020, párr. 6).

2.5.3. Recipientes de carga

Se consideran uno de los componentes más importantes del sistema de izaje ya que cumplen con la función de transportar en su interior al personal de mina, equipos y herramientas, así como el mineral de acuerdo con los requerimientos de producción (Seguridad Minera, 2020, párr. 6). Los recipientes de carga se los puede clasificar como: jaulas, baldes o cubas y skips.

2.5.4. Sistema y normas de Seguridad de los winches de izaje

- La manipulación, mantenimiento y operación de la maquinaria deben ser llevadas según las normas del fabricante.
- Las condiciones de funcionamiento como capacidad máxima y ángulos de izaje deben ser colocados en áreas fácilmente visibles por el operador.

- Se debe mantener un mantenimiento preventivo a los equipos y componentes de izaje para evitar contratiempos y asegurar su funcionamiento.
- Los titulares deberán realizar inspecciones periódicas del sistema de izaje, así como su mantenimiento.
- El mantenimiento e inspecciones deben ser realizadas por personas entendidas de la materia, asegurando así el correcto funcionamiento y condiciones seguras para el personal, así como llevar un registro de estos.
- El encargado de la mina será el que designe y autorice el personal capacitado para el manejo del equipo de izaje.
- Se capacitará al personal encargado de la operación de los equipos de izaje, estas capacitaciones se darán por personal calificada y certificado, en armonía con el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera.
- En los lugares altos donde se realiza trabajos de carga o descarga de skips se deberá contar con señalización advirtiendo el peligro de caída de rocas u objetos, esto debe estar en un lugar visible por todos.
- Cuando los sistemas de izaje estén funcionando, solo se usará señales predeterminados como sonido, iluminación o por medio de intercomunicadores.
- La persona encargada de las señales debe estar coordinada con el operador del winche para una mejor eficiencia en prevención de riesgos.
- Se contará con una señal de emergencia que detendrá todo el sistema de izaje en el acto, esta puede ser accionada por cualquier trabajador.
- El uso del sistema de izaje debe ser solo para su diseño determinado.
- Tener en cuenta su capacidad de carga y jamás excederla.
- Los estacones de izaje deben estar seguras, limpias y ordenadas.
- Los equipos de izaje deben estar señalados tanto sus interruptores, como sus límites de levante máximo por seguridad, así como limitadores de velocidad.
- Si el sistema de izaje es eléctrico se deberá proteger estas instalaciones para que no obstruyan el trayecto de subida y bajada del skip. Además de tener su conexión a tierra.
- Para determinar si el cable está obsoleto se obedece la norma que dice, debe existir menos del 10% de hilos rotos en un tramo de 2 metros de cable, en caso de ser así se debe remplazar inmediatamente.
- Se remplazará el cable cuando tenga dobleces o presente cocadas.
- Por seguridad se debe asegurar que el cable este enrollado en el tambor por lo menos tres vueltas del referido del cable.
- El pique (infraestructura principal del Winche), debe estar ubicado según diseño y Planos; y debe tener acceso con los niveles principales para el transporte de personal, herramientas, materiales, explosivos, mineral y desmonte.

- El winche podrá transportar personal solo cuando se esté fuera de los trabajos de izaje de material, por lo contrario, no se puede izar material y personal a la vez.
- No es permitido el izaje de personal y material a la vez.
- El personal encargado del winche y la señalización deber ser responsable y tener coordinación y acatamiento de órdenes, en especial el operador del winche con el timbrero, su comunicación debe ser clara y precisa.
- Se realizará diariamente o cuando el equipo no esté en funcionamiento pruebas de vacío que consiste en el chequeo general y verificación del buen funcionamiento del tablero de control, además se debe inspeccionar el pique y las guías que estén en buenas condiciones sin obstrucciones o cuerpos extraños que puedan desencadenar un accidente.
- Periódicamente se debe realizar el chequeo, limpiar y engrasar del cable principal del skip y el respectivo mantenimiento a los componentes de todo el sistema de izaje.
- Respetar el código de funcionamiento y señales establecidos por la institución.

2.5.4.1. Sistemas preventivos de control

En caso de una falla mecánica donde el winche presente una aceleración o desaceleración de su velocidad se debe utilizar el Lilly control que es un dispositivo de emergencia del sistema de izaje para detener la maquina en el acto, este dispositivo de seguridad debe ser manipulado solo por el operador del winche en ocasiones de emergencia (Harmon, 1973, p.12).

2.5.4.2. Cables de izaje

Los cables de izaje son determinados según el tipo de izaje del winche que puede ser por fricción o enrollamiento, estos cables se elaboran enrollando varios hilos de aluminio y acero de alta resistencia (130 y 180 g/mm²), según su forma se disponen en cordones o torones (Harmon, 1973, p. 12).

Tipos de cables:

De acuerdo con su tejido pueden ser regular y tipo Lang.

- Regular: Los alambres del torón, están tejidos en dirección contraria a la dirección de los torones del cable.
- Tipo Lang: Los torones en un cable tipo Lang, están tejidos en la misma dirección, este tipo de cable son ligeramente más flexibles y muy persistente al desgaste y fatiga, pero la desventaja es que tiene tendencia a destejarse por eso se debe utilizar en aquellos trabajos que ambos extremos están inmóviles (Harmon, 1973, p.14).

Tabla 2-2: Tipos de cables según el tejido

CORDÓN 1X19 (1+6+12) = 19 HILOS						
Código	Diámetro (mm)	Peso (kg/m)	Carga de rotura calculada		Carga de rotura mínima	
			(kn)	(kp)	(kn)	(kp)
904010	1	0,00495	1,06	107	0,93	94,5
904015	1,5	0,01110	2,38	242	2,09	213
904020	2	0,01980	4,23	430	3,72	378
904025	2,5	0,03100	6,61	671	5,81	591
904030	3	0,04460	9,51	967	8,37	851
904035	3,5	0,06070	12,90	1320	11,40	1160
904040	4	0,07930	16,90	1720	14,90	1510
904050	5	0,12400	26,40	2690	23,20	2360
904060	6	0,17800	38,10	3870	33,50	3400
904070	7	0,24300	51,80	5260	45,60	4630
904080	8	0,31700	67,60	6870	59,50	6050
904090	9	0,40100	85,60	8700	75,30	7660
904100	10	0,49500	106	10700	93	9450
904110	11	0,59900	128	13000	112	11400
904120	12	0,71300	152	15500	134	13600

Fuente: Harmon, 1973, p. 15.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

El cableado cruzado izquierda – galvanizado se utiliza principalmente en invernaderos, electrificación, riostras, tomas a tierra, telefonía, winches, etc.



Figura 12-2: Cable DIN 3053

Es importante tener en cuenta las variables que constituye el sistema de izaje, a continuación, se detalla las más principales.

2.5.4.3. Potencia requerida del winche de arrastre

Para el desarrollo eficiente del sistema de izaje es necesario calcular la potencia requerida del motor del winche de arrastre, constituye el parámetro más importante al momento de construir un sistema de izaje pues de eso dependerá la elección de un motor para el winche (Harmon, 1973, p.12).

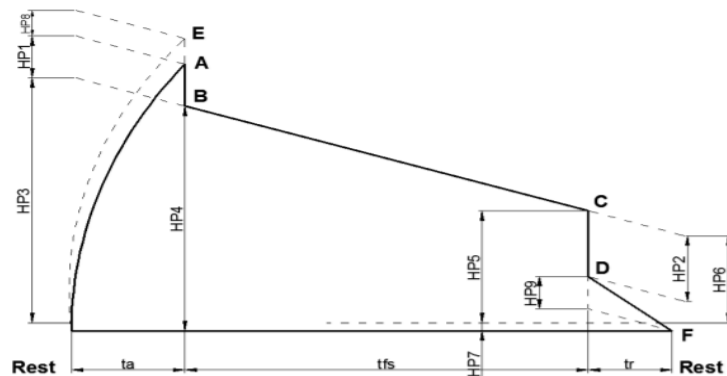


Figura 13-2: Ciclo de potencia en función del tiempo para un tambor único con 1 skip

Fuente: Harmon, 1973, pág. 82.

En función de los diagramas de potencia en relación con el tiempo se puede apreciar que la potencia aumenta significativamente en el tiempo de aceleración, mientras que la potencia decrece en el tiempo de frenado y tiempo de retorno del skip, hasta llegar a un estado estacionario, en donde la potencia ejercida es nula, o cero (Harmon, 1973, p.12).

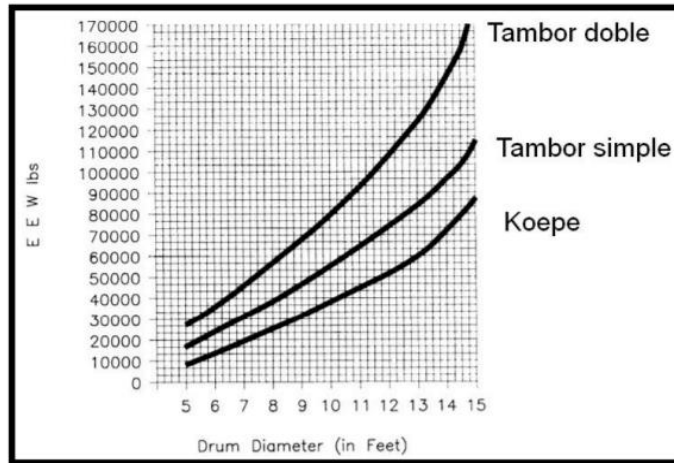


Figura 14-2: Ábaco para determinar el peso de los componentes giratorios, en función del diámetro del tambor

Fuente: Harmon, 1973, pág. 14.

Para el cálculo de potencia requerida para la trayectoria de A – F son las siguientes:

Potencia requerida para acelerar el sistema (P1)

Ecuación 20-2: Potencia para acelerar el sistema

$$HP = \frac{TSL \cdot V^2}{ta} \text{ KW} \quad (\text{Ec. 19-2})$$

Donde:

- ta – tiempo total de aceleración
- TSL - masa total suspendida incluyendo las partes en rotación
- V - velocidad máxima

Ecuación 21-2: Masa total suspendida

$$TSL = EEW + SL + SW + R \quad (\text{Ec. 20-2})$$

- EEW – peso o masa efectiva de los elementos giratorios, se lo obtiene del ábaco (Figura 13-2).
- SL – peso o masa cargada en el skip
- SW – peso o masa del skip
- R – peso del cable de izaje

Potencia o energía recuperada por la red debido a la desaceleración o frenado del sistema (HP2)

Ecuación 22-2: Potencia recuperada por desaceleración

$$HP_2 = -\frac{TSL \cdot V^2}{t_f} \quad (\text{Ec. 21-2})$$

Donde:

- t_f – tiempo de frenado, s.

Potencia de funcionamiento en el fondo del pozo sin aceleración (HP3)

Ecuación 23-2: Potencia de funcionamiento en el fondo

$$HP_3 = (SL + SW + R) \cdot V \cdot g \quad (\text{Ec. 22-2})$$

Donde:

- g – gravedad, m/s

Total de potencia para el funcionamiento al alcanzar la velocidad final después del periodo de aceleración

El aire necesario para asegurar una atmosfera respirable y segura

Ecuación 24-2: Aire para atmósfera segura

$$HP_4 = SLB \cdot V \cdot g \quad (\text{Ec. 23-2})$$

Donde:

- SLB - carga total suspendida en el fondo del pozo al final de la aceleración

Ecuación 25-2: Carga total suspendida en el fondo

$$SLB = (SL + SW + R) - (V \cdot t_a \cdot p_c) \quad (\text{Ec. 24-2})$$

Donde:

- P_c – peso por metro de cable

Potencia de funcionamiento al final de la carrera a plena velocidad (HP5)

Ecuación 26-2: Potencia de funcionamiento al final de carrera

$$HP_5 = SLT \cdot V \cdot g$$

Donde:

- SLT - carga total suspendida arriba al final de la carrera, pero antes del inicio del frenado.

Ecuación 27-2: Carga total suspendida superior final de carrera

$$SLT = [(SL + SW) - R] + (V \cdot t_f \cdot P_c) \quad (\text{Ec. 25-2})$$

Potencia de funcionamiento al final de la desaceleración (HP_6)

Ecuación 28-2: Potencia de funcionamiento al final de desaceleración

$$HP_6 = [(SL + SW) - R] * V * g \quad (\text{Ec. 26-2})$$

Factor de corrección de potencia por menor eficiencia del motor y transmisión

Se toma una eficiencia de 70 por el factor de fricción de materiales, al estar inclinado 45° la distribución del peso influye en el deslizamiento del skip sobre los ejes

Ecuación 29-2: Factor de corrección de potencia

$$f_c = \frac{100 - \text{eficiencia}}{\text{eficiencia}} = 0,43 \quad (\text{Ec. 27-2})$$

$$HP_7 = [(SL + SW) - R] * V * g * f_c$$

A partir de la figura 12-2:

Punto A: Potencia durante la aceleración

Ecuación 30-2: Potencia en aceleración

$$A = HP_1 + HP_7 + \frac{HP_4 + 2HP_3}{3} \quad (\text{Ec. 28-2})$$

Punto B: Potencia a plena velocidad al final del periodo de aceleración

Ecuación 31-2: Potencia en velocidad final

$$B = HP_4 + HP_7 \quad (\text{Ec. 29-2})$$

Punto C: Potencia en el inicio de frenado

Ecuación 32-2: Potencia al inicio del frenado

$$C = HP_5 + HP_7 \quad (\text{Ec. 30-2})$$

Punto D: Potencia total para desacelerar o frenar

Ecuación 33-2: Potencia para desacelerar

$$D = HP_2 + HP_7 + \frac{HP_5 + 2HP_6}{3} \quad (\text{Ec. 31-2})$$

El motor del winche de arrastre al estar sometido a largas jornadas de trabajo es preferible que sea de tipo trifásico de corriente alterna, por ende, la ecuación para determinar la potencia RMS del motor del winche de arrastre es:

Ecuación 34-2: Potencia RMS

$$RMS(kw) = \sqrt{\frac{E^2 * t_a + \frac{B^2 + C^2 + BC}{C} * t_v + f^2 * t_f}{0,75t_a + t_v + 0,75t_f + 0,75t_d}}$$

Donde:

- t_v – tiempo a plena velocidad
- t_d – tiempo de descarga

2.5.4.4. Parámetros de izaje.

Las variables dentro del sistema de izaje, en un sistema de izaje inclinado son diferentes a un pique vertical, pues se considera el balde o *skip* de dimensiones 0.5m x 0.5m x 1m, con capacidad volumétrica de 1,5m³



Figura 15-2: Skip minero para sistema de izaje

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

Tambor y sistema de transferencia de potencia hp a torque para el izaje del skip minero de arrastre.



Figura 16-2: Sistema de izaje con plataforma para motor y tambor para enrollado del cable

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

2.6. Ventilación

La ventilación en mina es la acción de hacer pasar un flujo de aire constante para mantener condiciones óptimas de trabajo ofreciendo una atmósfera limpia sin gases. La ventilación se puede dividir en principal que recorre toda la mina y secundaria que son específicas para un frente de avance, para tener un circuito de ventilación óptimo se necesita de dos labores de acceso independiente como dos socavones, pozos o un pozo y un socavón, para estructuras que solo tienen una labor de acceso se emplean ventilación por tuberías colocadas al inicio y al final de cada labor, estas pueden ser complementadas con ventilaciones auxiliares (Seguridad Minera, 2020, p. 1).

2.6.1. Necesidad de la ventilación

Es necesario el empleo de un sistema de ventilación interior mina por las siguientes razones:

- Asegurar el flujo y concentración correcta de oxígeno en la atmósfera de la mina por seguridad de los trabajadores.
- Al encontrarse con gases propios de la mina es necesario la ventilación para disolver estas concentraciones de gases que pueden ser tóxicos, asfixiantes y explosivos.
- La ventilación de mina es la encargada de climatizar el interior mina, ya que a medida que aumenta la profundidad la temperatura también lo hace, además los equipos mecánicos contribuyen a elevar la temperatura por lo que también hay que tenerla en consideración al momento de dimensionar los caudales de aire.

- El confort térmico es importante en los frentes de trabajo ya que asegura un mejor desempeño de los trabajadores en condiciones óptimas y seguras (Seguridad Minera, 2020, pp. 1-2).

2.6.2. Métodos de ventilación

2.6.2.1. Ventilación natural

Para emplear esta ventilación se necesita ciertos requerimientos como una labor de entrada y otra de salida de aire, el lugar donde se emplean debe ser en montaña para que por diferencia de cotas exista la circulación de aire por efecto del cambio de presiones y la diferencia de peso específico del aire entrante y saliente, los beneficios de esta ventilación es que no requiere de ningún equipo mecánico para la circulación del aire. Una buena ventilación dependerá también de la diferencia de temperaturas del exterior e interior mina, la diferencia de elevaciones antes mencionada, se debe tener en cuenta que estas condiciones son cambiantes dependiendo la época del año, la diferencia del día y la noche entre otras cuestiones (Seguridad Minera, 2020, pp. 5-6).

2.6.2.2. Ventilación auxiliar

Es el tipo de ventilación para frentes de avance horizontales de poca longitud y secciones cortas, esta ventilación provee de aire por medio de la utilización de ventiladores, estos pueden ser impelentes, aspirantes o combinados, que dependerá de la calidad de aire mina se tenga y la cantidad que se requiera. El sistema impelente es recomendado para labores cortas esto dependiendo de los equipos que se vaya a utilizar y de la entrada y evacuación del circuito principal de ventilación (Seguridad Minera, 2020, p. 7).

2.6.2.3. Ventilación Principal

La ventilación subterránea principal es el sistema que recorre toda la mina y la encargada de distribuir el oxígeno necesario para que exista una atmosfera saludable y segura donde se pueda realizar de la mejor forma los trabajos de extracción. La ventilación principal puede ser natural o mecánica por medio de ventiladores, a partir de estas se desprende ventilaciones secundarias para los frentes de trabajo (Seguridad Minera, 2020, p. 7).

2.6.2.4. Requerimiento de aire total (QTo)

El ministerio de trabajo del Ecuador en su publicación sobre la salud y seguridad en el ámbito minero detalla diferentes artículos relacionados a las consideraciones en la ventilación subterránea el artículo 109 sobre el monitoreo de gases y material particulado detalla que la concentración mínima tolerable de oxígeno en las labores subterráneas será de 19.50% (Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales no Renovables, 2014, pp. 75-80).

Por otra parte, en el artículo 107 del Reglamento de Seguridad y Salud en el trabajo en el ámbito minero, sobre las ventilaciones auxiliares, las labores que presenten una longitud superior a los 60 metros requerirán obligatoriamente el empleo de ventiladores auxiliares, y para longitudes menores solo cuando las condiciones lo ameriten (Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales no Renovables, 2014, pp. 81-85).

- *Cuando en la operación no se utilice equipos con motor de combustión*

La demanda de aire al interior de la mina debe ser calculada de acuerdo con el artículo 109 del reglamento de seguridad minera del Ecuador, considerando la fórmula siguiente:

Ecuación 35-2: Demanda de aire interior

$$Q_{To} = Q_{T1} + Q_{Fu} \quad (\text{Ec. 33-2})$$

Donde:

Q_{To} = Caudal total para la operación

Q_{Fu} = 15% del Q_{T1}

Q_{T1} = La sumatoria de caudal requerido por:

- *El número de trabajadores (Q_{Tr})*

Ecuación 36-2: Número de trabajadores

$$Q_{Tr} = F \times N \text{ (m}^3\text{/min)} \quad (\text{Ec. 34-2})$$

Donde:

Q_{Tr} = Caudal total para “n” trabajadores (m³/min);

F = Caudal mínimo por persona de acuerdo con escala establecida en el reglamento de salud ocupacional minera.

N = Número de trabajadores de la guardia más numerosa.

Tabla 103-2: Factor de caudal mínimo por persona

ALTURA DE LA MINA (MSNM)	FLUJO POR PERSONA (M3/MIN)
Hasta 1.500	3
1.500 – 3.000	4
3.000 – 4.000	5
Más de 4.000	6

Fuente: Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales no Renovables, 2014, pp. 81-85.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

- *El consumo de madera (QMa)*

Ecuación 37-2: Consumo de madera

$$QMa = T \times u \text{ (m}^3 \text{ /min)} \quad (\text{Ec. 35-2})$$

Donde:

QMa= Caudal requerido por toneladas de producción (m³ /min)

u= Factor de producción, de acuerdo con la escala establecida en el segundo párrafo del literal d) del artículo 252 del reglamento;

T= Producción en toneladas métricas húmedas por guardia.

Tabla 11-2: Factor de producción de acuerdo con el consumo de madera

CONSUMO DE MADERA (%)	FACTOR DE PRODUCCIÓN (m³/min)
< 20	0.00
20 a 40	0.60
41 a 70	1.00
> 70	1.25

Fuente: Alfredo Rivera, 2015

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

- *Temperatura en labores de trabajo (QTe)*

Ecuación 38-2: Temperatura en labores

$$QTe = Vm \times A \times N \text{ (m}^3 \text{ /min)} \quad (\text{Ec. 36-2})$$

Donde:

QTe= Caudal por temperatura (m³/min);

Vm= Velocidad mínima;

A= Área de la labor promedio;

N= Número de niveles con temperatura mayor a 23°C, de acuerdo a escala establecida en el tercer párrafo del literal d) del artículo 252 del reglamento.

Tabla 12-2: Velocidad mínima según la temperatura

Temperatura seca (°c)	Velocidad mínima (m/min)
< 24	0.00
24 a 29	30.00

Fuente: Alfredo River, 2015.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

2.7. Fortificación y Sostenimiento en Minería Subterránea

El sostenimiento o fortificación subterránea es una parte importante en el ámbito minero ya que puede incidir en la velocidad y producción, puesto que un buen sistema de sostenimiento no generara contratiempos más bien seguridad y confianza. Para generar un sistema de fortificación eficiente se debe considerar los esfuerzos naturales eh inducidos en la roca, todo esto dependerá de las características geotécnicas del lugar. En minería subterránea se debe tener mayor consideración ya que la caída de rocas es un peligro constante en los que se ven involucrados los trabajadores (Tiempo minero, 2020, párr. 1-2).

2.7.1. Sostenimiento en roca competente e incompetente

Según el tipo de roca y su calidad se elegirá el tipo de sostenimiento, hablando de un tipo de roca competente nos quiere decir que no posee muchas discontinuidades que perjudiquen su estabilidad, esto quiere decir que sus características mecánicas y resistencia son altas, como resultado no presentara mayor problema a medida que avance la excavación y por lo general se utiliza sistemas de fortificación ocasionales o muy puntuales. Por otra parte, existe el caso de la roca incompetente que nos hace alusión a una roca débil y deteriorada con baja resistencia, donde las discontinuidades representan un problema significativo por la relajación de la roca produciendo derrumbos, por ello en este tipo de roca se debe emplear sistemas de fortificación de sostenimiento o refuerzo según la calidad de la masa rocosa (Interempresas, 2021, pág. 3).

2.7.2. Tipo de sostenimiento

Para determinar el tipo de sostenimiento se toma en cuenta varios factores como son los esfuerzos actuantes en el macizo rocoso, la sección transversal de la labor, el estrés en las rocas por trabajos de voladuras, meteorización de la maza rocosa, procesos de deterioro y corrosión de los elementos de sostenimiento, etc., (Seguridad Minera, 2020, p. 5).

En minería subterránea para mantener la capacidad de soporte en los límites de las labores se emplean técnicas de estabilización como es el sostenimiento pasivo o de soporte, este no compromete directamente al macizo rocoso, pues desarrolla su soporte a medida que la roca se desmorone; por otro lado, existe el sostenimiento activo o refuerzo que actúa directamente en la roca reforzándola, asimilando presiones ocasionadas por el terreno (Pérez, 2021, párr. 2).

2.7.2.1. Refuerzo de roca

Se denomina refuerzo de roca a los elementos que se instalan en el interior de este, por medio de perforaciones, tiene el efecto de reforzar la roca en el momento que se instala, por ejemplo, bulones de adherencia o de fricción y cables cementados. Estos elementos de refuerzo proporcionan estabilidad propia del macizo ya que al relajarse la roca suelta sede este esfuerzo a la roca intacta por medio de los elementos de refuerzo antes mencionados (Pérez, 2021, párr. 3).

2.7.2.2. Sostenimiento de roca

Se denomina sostenimiento a los elementos que se aplican directamente en la parte superficial de la roca entre los más utilizados tenemos: malla de acero, hormigón proyectado, cerchas, correas. Este tipo de sostenimiento es externo y responde a un gran movimiento en las rocas circundantes a la excavación (Pérez, 2021, párr. 4).

2.7.2.3. Pernos de roca

Este sistema de sostenimiento ancla la roca suelta a la roca firme minimizando los movimientos de roca inducidas por el peso muerto de la roca suelta, así como las inducidas por la distribución de los esfuerzos circundantes a la labor. Su función es estabilizar las rocas sueltas por medio de varillas de acero, estas son colocadas en barrenos de menor diámetro para que por efecto de torsión la roca suelta quede sujeta a la roca intacta adyacente (Seguridad Minera, 2020, p. 6).

2.7.2.4. Split Set

Para un sostenimiento puntual de roca potencialmente floja se utiliza los pernos Split set que son lo último en técnicas de reforzamiento de roca, estos trabajar por fricción a lo largo de todo el cuerpo del perno evitando el deslizamiento (Seguridad Minera, 2020, p. 4).

El split set es un tubo de acero que cuenta con ranuras a largo del mismo, en su parte superior cuenta con una placa limitada por una expansión del tubo de acero dándole la forma de una cabeza de perno donde ara presión la placa de acero a medida que se inserte el perno.

Este tipo de pernos se los puede mandar a fabricar de acuerdo con las necesidades o encontrarlos de venta con diámetros que van desde 35 a 46mm, y con longitudes de 5 a 12 pies, este tipo de perno puede alcanzar a soportar de 1 a 1.5 toneladas por pie de longitud del perno, el diámetro del barreno juega un papel importante para determinar la correcta instalación del mismo (Seguridad Minera, 2020, p. 4).



Figura 17-2: Split set

Fuente: Seguridad Minera, 2012, pág. 69.

2.7.2.5. *Malla electrosoldada*

Es un elemento comúnmente usado para el sostenimiento de labores poco a levemente fracturadas, estas se usan en combinación con los pernos split set para una mayor sección de fortificación, la malla electrosoldada está elaborada con alambres de acero unidas entre sí por suelda especial de alta durabilidad, una de sus funciones es retener fragmentos pequeños de rocas que se desprenden habitualmente en las labores, esto aumentando la seguridad de este. Por otro lado, tenemos la malla de alambre tejidos y doblados regularmente formado una serie de eslabones de cadena que se entrelaza e interconectan mecánicamente (Interempresas, 2021).

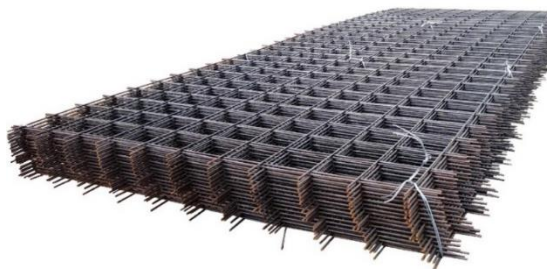


Figura 18-2: Malla electrosoldada

Fuente: Pérez, 2021

2.8. Drenaje subterráneo

Toda explotación minera está cerca de una fuente hidrográfica importante, la misma que puede filtrar agua en el interior de la mina con mayor o menor capacidad dependiendo del tipo de material en el lugar de excavación, además de que estos trabajos se realizan por debajo del nivel freático. Por ello es importante el diseño de drenaje el mismo que puede redirigir aguas superficiales que estén afectando a la excavación con el fin de evitar el drenaje de superficie hacia el interior de la mina, como desagües más puntuales directos en los frentes de explotación. Los trabajos de drenaje tienen el objetivo de mantener las condiciones óptimas para el trabajo subterráneo (Seguridad Minera, 2012, párr. 2).

2.8.1. Sistema principal de drenaje

En minas subterráneas de gran profundidad los sistemas de bombeo son por estaciones ya que una sola evacuación desde el fondo a superficie no es posible por la gran presión que se genera, por esa razón existen colectores en los distintos niveles donde se bombea el agua y un segundo sistema de bombeo lo sigue subiendo con ayuda de otras bombas según su capacidad hasta llegar a la superficie, por lo general esta agua de interior mina suele ser recolectada en piscinas de sedimentación en la superficie para el uso de la planta u otras operaciones, para después ser (Seguridad Minera, 2012, párr. 4).

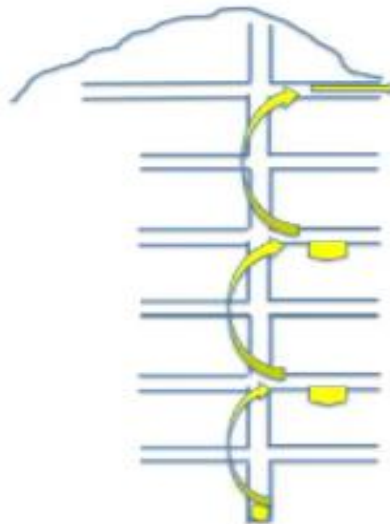


Figura 19-2: Sistema de drenaje principal de mina en piques

Fuente: Topgeology, 2019, p. 4.

2.8.2. Métodos de drenaje subterráneos

Se emplean métodos de drenaje subterráneo para evacuar aguas que afecten directamente a la labor, esto se realiza cuando los sistemas exteriores de intercepción y control de aguas no son suficientes, por ello se emplea desagües en los frentes de avance con el objetivo de dirigir fuera de la explotación el agua subterránea (Andrade, 2014, p. 75).

Para pequeñas filtraciones, la construcción de pequeños desagües y sumideros y el bombeo desde el propio pozo pueden ser suficientes. Los tipos de drenaje subterráneos más comunes son (Andrade, 2014, p. 75).

- Inclineración de las bermas.
- Sistemas de zanjas y cunetas
- Zanjas con relleno filtrante
- Construcción de piscinas colectoras
- Sondeos horizontales
- Perforación de pozos interiores de bombeo
- Inundaciones locales
- Sondeos superficiales

2.9. Análisis de Costos

Para realizar el análisis de costos del diseño de excavación para profundización inclinada, se realiza un presupuesto estimado de maquinaria, equipos, implementos y recursos humanos con el fin de obtener un valor aproximado por jornada de trabajo y relacionar la depreciación de equipos para tener valores económicos por metro de avance de la profundización.

Los costos de producción son la sumatoria de inversiones, energía, combustible, la utilización de equipos, costo por mano de obra, cargo por depreciación, maquinaria, insumos y administrativo (Andrade, 2014, p. 75).

2.9.1. Costo por mano de obra

Aquí consta todo lo referente a los pagos de los trabajadores, así como los beneficios propios del tipo de trabajo, se toma en cuenta la alimentación en caso de existir por parte de la empresa, servicios médicos, costo de vivienda en caso de que la empresa lo provea, servicios de bienestar, seguridad social, transporte del personal y otros costos indirectos, conjunto con los impuestos que considerados como costo de la mano de obra (Andrade, 2014, p. 75).

2.9.2. Costo por materiales e insumos

En una labor de excavación se considera como insumos y materiales todo lo que se utilice en la elaboración de este, independiente de la maquinaria, se considera en este apartado los equipos de protección personal, accesorios necesarios para la instalación o elaboración de los ciclos operativos (Andrade, 2014, p. 75).

2.9.3. Costo por uso de maquinaria y equipos

Para realizar cualquier labor es necesaria la maquinaria que se empleara la misma que representa una inversión por parte de la empresa, por ello es necesario hacer un análisis de costos de la maquinaria y equipos teniendo en cuenta la recuperación de inversión a través de gastos netamente de la maquinaria considerando el consumo, mantenimiento, seguros, operación y depreciación (Andrade, 2014, p. 75).

2.9.4. Gastos administrativos

Este término hace alusión a los gastos que se generan por la parte administrativa de la empresa o proyecto, así como la logística en la ejecución del proyecto, teniendo en cuenta el talento humano de todos los departamentos que intervienen (Andrade, 2014, p. 75).

CAPÍTULO III

3. DISEÑO METODOLÓGICO

En el capítulo III se ha elaborado la metodología para cada objetivo planteado, definiendo las técnicas metodológicas el desarrollo del proyecto.

El capítulo consta de 5 partes, siendo el subtítulo (3.1) el primer objetivo a cumplir, para la revisión de literatura se ha usado fuentes académicas verificadas, así como el apoyo de la recopilación de documentos científicos similares y que tengan afinidad al área de estudio del proyecto, el trabajo de gabinete se ha empleado para la investigación, recopilación y edición de la información geológica referente a la zona de estudio en régimen regional tanto como de localidad.

El siguiente subtítulo es el apartado (3.2) referente a la funcionalidad del pique, así como el dimensionamiento. Para la mejor comprensión de la funcionalidad del pique se ha experimentado, bajo tutoría del personal profesional de la empresa Oroconcent en actividades físicas de minería subterránea, de tal manera que las características, funciones, dimensiones, planeamiento y desarrollo de actividades relacionadas directamente a la labor principal que es el Pique, para conocer la magnitud de la importancia de un diseño eficiente para la profundización del pique inclinado.

El subtítulo (3.3) es acerca de la valoración geomecánica, en el cual se emplea la metodología de Bienawski, que consiste en la recopilación de datos geológicos in situ al lugar de profundización, para realizar ensayos y valoraciones que indiquen la calidad de la roca en la zona de profundización.

El subtítulo (3.4) es acerca del diseño del modelo de excavación, en el cual se ha realizado el diseño de excavación, en función de los ciclos operativos que se emplean en la ejecución de la profundización, de tal manera que al determinar todas las variables ingenieriles que se emplean en su diseño, permita estimar la magnitud de viabilidad y ejecución del proyecto.

El apartado (3.5) hace referencia al análisis de costos, en el cual se aplica técnicas como la recopilación de costos operativos, de maquinaria, de equipos, de personal obrero, de personal administrativo, con el fin de conocer el valor económico de la ejecución del proyecto de profundización inclinada.

3.1. Tipo de Estudio

Para lograr cumplir con los objetivos del presente trabajo se aplica la siguiente metodología: levantamiento de datos a partir de recopilación bibliográfica de fuentes y documentos académicos, corresponde a investigación documental.

También corresponde a investigación de campo por el levantamiento de datos geológicos en campo, e investigación de laboratorios porque se he realizado ensayos de compresión simple, en el laboratorio de Mecánica de Materiales de la Facultad de Mecánica de la ESPOCH, también la preparación de muestras en el Laboratorio de Mineralogía, Petrografía e Hidráulica de la carrera de Minas, Sede Morona Santiago, los tipos de investigación y las técnicas empleadas fueron:

- Investigación de campo y recolección de muestras y datos geológicos en el lugar de estudio.
- Investigación experimental, por la experiencia y aprendizajes generados en el lugar de estudio, donde se realizó prácticas preprofesionales y desarrollo mismo del proyecto técnico, también el análisis de datos, de resultados de ensayos y correlación de datos experimentales.
- Investigación documental, es la recopilación de información académica proveniente de fuentes confiables y verificadas, de libros, textos científicos, proyectos de grado y postgrado.

Para la limitación del presente proyecto técnico se tomó como universo el área minera el “Tablón” cuya concesión es de OROCONCENTS.A., que tiene una superficie de 70 hectáreas, y está ubicada en la Provincia de El Oro, cantón Portovelo. El área que se considerara para este caso de estudio es la mina “El Pique”.

3.2. Técnicas

Las técnicas empleadas para el desarrollo del presente proyecto técnico se basan en la revisión documental, a partir de varios documentos académicos de grado y postgrado, así como páginas web verificadas. La observación y experiencia; la cual se generó a partir de la realización de prácticas preprofesionales en la localidad y zona de estudio, en donde se evidenció las principales necesidades de incrementar un nivel más para producción.

Recopilación bibliográfica referente a características y propiedades de la zona de estudio local y regional referente a Geología, Geomecánica, Topografía, Localización, Hidrología, Hidrogeología entre otras.

La toma de muestras in situ, para realizar ensayos de compresión simple y valoración geomecánica. Análisis de muestras con equipos especializados y el trabajo de gabinete

para elaborar un documento consolidado con toda la información disponible.

Basado en la investigación, observación, descripción y el levantamiento de información geológica y estructural del macizo rocoso en la zona de estudio y zona circundante, toma de muestras representativas de la zona por franquear del pique, ensayos de propiedades físico-mecánicas de la roca.

3.3. Revisión literaria de las características y propiedades geológicas regionales y locales y situación operativa actual

Las propiedades geológicas se clasifican en propiedades físicas y propiedades mecánicas, pues la determinación de las mismas brinda información crucial para caracterizar una zona de estudio.

La mina El Pique se desarrolla a partir de trabajos mineros antiguos desarrollados por empresas de menor magnitud, la mina tiene su organización jerárquica de trabajo, cada trabajador cumple un rol fundamental para el desarrollo sostenible de las actividades de extracción. Actualmente cuenta con 4 niveles subterráneos, de los cuales, el nivel operativo es el tercero, a partir de la cota 639 msnm donde se realizan labores de exploración, así como de explotación con varios frentes de avance.

3.3.1. Información de características geológicas

3.3.1.1. Información de diferentes bases de datos, libros, publicaciones, revistas que reportaban datos sobre la geología regional y local de la concesión Tablón 3

La información proporcionada por documentos académicos es abundante y relevante para el presente proyecto técnico, se ha tomado en cuenta varios autores de documentos que proporcionan información verificada y confiable, para asentar las bases literarias. Se han desarrollado varios trabajos de titulación en la zona que han servido de apoyo literario.

3.3.1.2. Información levantada en Mina

Para tener conocimiento pleno de la situación actual de la mina El Pique, se realizó pasantías en el área de minería subterránea bajo tutela de los ingenieros Pablo León y José Cisneros; por lo tanto, se experimentó e identificó las principales propiedades y características geológicas locales y por la información proporcionado por los ingenieros de minas de la empresa Oroconcent S.A se pudo reconocer las principales unidades geológicas y situación actual de la mina.

3.4. Softwares utilizados

Los softwares informáticos y equipos que se han usado en la realización del presente proyecto técnico son:

- Google Earth
- AutoCad
- ArcGis
- Microsoft Word
- Microsoft Excel

3.5. Equipos utilizados

- Brújula Brunton
- GPS Garmin
- Flexómetro
- Barómetros

3.6. Valoración Geomecánica

Para realizar la valoración geomecánica se tomó como modelo la metodología de Bienawski publicada en 1976 (RMR) , en base a esta clasificación geomecánica se recurrió a la observación y toma de datos de las discontinuidades del macizo rocoso en cuestión perteneciente a la unidad geológica Portovelo, además se necesita de las propiedades específicas de la roca que se los determinara en base a ensayos documentados realizados por otros investigadores, en cuanto a los ensayos a la compresión uniaxial se los realizara en roca caja y mena tomados en campo.

3.6.1. Determinación de propiedades físico-mecánicas de las rocas

Para las propiedades específicas de la roca, al tratarse de una roca andesítica de la Unidad

Portovelo, se toma como referencia los datos de estos ensayos del trabajo de tesis, con título: Diseño de excavación para profundizar el “Pique de Fierro” ubicado en el área “ciruelo unificado” operado por la compañía Minesadco S.A. Realizado por el ingeniero (Andrade, 2014, p. 75).

3.7. Ensayos ejecutados en la empresa Oroconcent y en la ESPOCH

3.7.1. Muestreo

Teniendo en cuenta que el pique inclinado se lo realizara en la misma unidad geológica donde se desarrolla las actividades mineras de la empresa Oroconcent, se procede a la toma de muestras de roca caja y mena procedente del ciclo de perforación y voladura.

La toma de muestras se realizó en la zona de franqueo del pique, de tal manera que sean representativas al momento de realizar ensayos y la valoración geomecánica. Se consideró la roca de caja y la mena mineralizada para realizar los ensayos, 3 muestras de roca de caja y 2 muestras de la veta mineralizada.

3.7.2. Rock Quality Design (RQD)

Se determinó la calidad de la roca de caja, en base a ensayos realizados in situ, en un tramo de 2 metros adyacente a la zona de profundización, se tomó como referencia la calidad del macizo rocoso de una de las paredes, pues está en relación directa con el sentido de orientación. El ensayo in situ se lo realizó por no tener disponibilidad de testigos de perforación.



Figura 1-3: Ensayo in situ RQD

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

3.7.3. Datos Estructurales

Luego de tener el parámetro RQD se procedió a la toma de datos específicos en el nivel 4 de El Pique, registrando los datos siguiendo una línea de Mapeo concordante a la sección de

profundización, como la separación entre diaclasas, el estado de las discontinuidades y la condición de agua freática, para después proceder con la clasificación geomecánica según Bienawski



Figura 2-3: Levantamiento de datos estructurales

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

3.7.4. Ensayos de compresión en laboratorios ESPOCH

El ensayo de compresión simple consiste en someter a una muestra de dimensiones específicas según la normativa ASTM C170, preparada con una relación altura, diámetro de dos pulgadas y que se encuentra confinada por medio de una presión hidráulica constante, a una carga vertical creciente hasta producir su rotura. Esta carga debe crecer con velocidad constante, que se suele aplicar por medio de una prensa de velocidad controlada. De tal manera que se registra valores correspondientes al esfuerzo máximo permisible hasta su rotura.

3.7.4.1. Preparación de muestras

Las muestras fueron tomadas de zonas representativas del área en donde se va a profundizar, se recogieron muestras de caja y de veta, pues al tener un cuerpo mineralizado de manera transversal, es conveniente profundizar de manera que permita la extracción de la veta Elena en la sección de profundización. Se realizó la preparación de muestras para los ensayos de compresión simple en el laboratorio de hidráulica, mineralogía y petrografía de la ESPOCH Sede Morona Santiago.

Las muestras cúbicas que se han preparado tienen una dimensión de 2 in. De esta manera se aplica la presión en la prensa de ensayos de compresión homogéneamente.

Se preparó muestras de dimensiones 2 pulgadas de ancho, 2 pulgadas de alto y 2 pulgadas de profundidad, para preparar las muestras se siguieron los siguientes pasos.

3.7.4.2. Corte de roca de caja y veta.

Para realizar el corte en roca se utilizó la maquinaria Geocut 302, se procedió sujetando la roca de extremo a extremo así con la ayuda del disco diamantino se realizó cortes rectos hasta dejarlos en las dimensiones requeridas.



Figura 3-3: Máquina de corte geológico Geocut 302

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.



Figura 4-3: Preparación de muestras roca caja y mineral en el laboratorio de la ESPOCH M.S.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

3.7.4.3. Secado de muestras

Para realizar el secado de las probetas se utiliza, horno de laboratorio marca Memmert, según la normativa ASTM C170, para el secado de las muestras durante 48 horas a 62 °C.



Figura 5-3: Horno de laboratorio

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

3.7.4.4. Ensayos de compresión uniaxial

Los ensayos de compresión simple se realizaron en el laboratorio de Resistencia de Materiales de la Escuela de Mecánica en la Facultad de Mecánica de la Escuela Superior Politécnica de Chimborazo en la ciudad de Riobamba.

La máquina empleada para realizar este ensayo es la máquina universal, la cual es semejante a una prensa con la que es posible someter materiales a ensayos de tracción y compresión para medir sus propiedades.

La presión se logra mediante placas o mandíbulas accionadas un sistema hidráulico, es ampliamente utilizada en la caracterización de nuevos materiales. Además, es eficiente para la determinación de propiedades en materiales rocosos.

Se determinó la resistencia a la rotura de la roca de caja y mena, permitiendo conocer el esfuerzo máximo permisible.

3.7.4.5. Ejecución de ensayo de compresión uniaxial

La realización de este ensayo se llevó a cabo en la ESPOCH matriz Riobamba en la facultad de mecánica, donde se utilizó la máquina universal, el uso de esta máquina es para la determinación de la resistencia a la compresión uniaxial de las muestras preparadas, donde primero se encera la máquina para una lectura acertada, a continuación, se centra la muestra en la prensa para después registrar los resultados en el ordenador principal de la máquina universal para ser exportados y analizados.



Figura 6-3: Máquina universal para ensayos de compresión uniaxial

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.



Figura 7-3: Ensayo de compresión uniaxial en máquina universal

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.



Figura 8-3: Ensayo de compresión uniaxial en roca caja y mineral

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

3.8. Clasificación geomecánica Según Bienawski

Para la clasificación del macizo rocoso se ha realizado en la roca encajante, por el motivo de que la labor inclinada es adyacente a la roca caja.

La veta se comporta de manera frágil y tiene gran cantidad de juntas y discontinuidades que desfavorecen su clasificación geomecánica, por ende, para conocer la resistencia media de la veta, se ha determinado la resistencia a la compresión y límite de sedencia únicamente con ensayos de compresión simple. En el caso de la roca de caja se ha tomado in situ los parámetros de clasificación RMR.

3.8.1. Procedimiento determinación RMR

El procedimiento de clasificación se inicia con la toma de datos estructurales, como lo indica en la Tabla (1-3). Se divide el macizo rocoso en dominios estructurales, tomando en cuenta los aspectos que representan características geológicas, por ejemplo: tipo de roca, espaciado, orientación de las discontinuidades, etc. Generalmente, los límites de los dominios estructurales coincidirán con estructuras geológicas importantes como diques, fallas, contactos, etc.

Una vez levantados los datos de dominios estructurales, los parámetros de clasificación para cada región estructural son determinados por medición en campo y colocados organizadamente en una hoja de recolección de datos Tabla (1-3) se analiza cada parámetro tomado en cuenta en la tabla y posteriormente se suma los valores para obtener el RMR básico.

$$\text{RMR} = 1 + 2 + 3 + 4 + 5$$

Tabla 1-3: Parámetros de clasificación RMR

PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN								
Resistencia a la compresión simple (Mpa)	Ensayo de carga puntual	>10	10-4	4-2	2-1	Únicamente compresión simple		
	Compresión simple	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1
Puntaje		15	12	7	4	2	1	0
RQD (%)		100-90	90-75	75-50	50-25	<25		
Puntaje		20	17	13	6	3		
Separación entre diaclasas		>2	2-0,6	0,6-0,2	0,2-0,06	<0,06		
Puntaje		20	15	10	8	5		
Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad (m)	<1	1-3	3-10	10-20	>20		
	Puntaje	6	4	2	1	0		
	Abertura (mm)	0	<0,1	0,1-1,0	1-5	>5		
	Puntaje	6	4	2	1	0		
	Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Ligeramente Rugosa	Ondulada	Suave		
	Puntaje	6	5	3	1	0		
	Relleno	Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno blando <5mm	Relleno blando >5mm		
	Puntaje	6	4	2	2	0		
	Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
Puntaje	6	5	3	1	0			
Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	<10lt/min	10-25 lt/min	25-100 lt/min	>125 lt/min		
	Relación: Presión de agua/tensión	0	0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5		
	Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
	Puntaje	15	10	7	4	0		

Fuente: Gonzáles, 2002.

3.9. Funcionalidad y dimensionamiento

3.9.1. Funcionalidad del Pique

Las técnicas metodológicas para determinar las dimensiones del pique se han realizado en base a cálculos como maquinaria, necesidad de labor, recursos humanos, técnica de extracción, etc. Además, la experiencia y asesoramiento de los ingenieros Pablo León y Carlos Cisneros.

En base a la observación se determinó la funcionalidad del pique a profundizar, las dimensiones de la excavación inclinada surgen como consecuencia de la maquinaria minera disponible, es decir según el tamaño y dimensiones de los barrenos y las perforadoras manuales se define la sección del pique inclinado.

3.9.2. Dimensionamiento del pique

3.9.2.1. Insumos destinados para el dimensionamiento del pique

Para el dimensionamiento del pique inclinado se toma en cuenta varios factores, tanto geológicos, de ingeniería, económicos y de seguridad. Los equipos que se destinaron para el dimensionamiento son:

- Brújula Brunton, sirve de apoyo para el levantamiento topográfico y orientación geográfica.
- GPS MAP Garmin 64 sx, implementa su sensor barométrico para la medición de altura, esencial para el dimensionamiento de la labor inclinada.
- Flexómetro es el instrumento de precisión milimétrica para dimensionar la sección.
- Barómetro, cumple la función de determinar la altura en función de la presión barométrica.

3.10. Diseño del modelo de excavación

El modelo de excavación se desarrolló en función de ciclos operativos (perforación y voladura, sostenimiento, drenaje, ventilación, transporte y recursos humanos).

Para el cálculo de los ciclos de operativos es importante considerar los tiempos que toma realizar las actividades. Se considera solo las actividades que son necesarias para profundización y no las de servicios permanentes, además no será necesario incluir el tiempo de ventilación, al estar en el último nivel las detonaciones de los explosivos se la realizan al final de los turnos del ciclo operativo y la ventilación se realiza en el tiempo del cambio de turno de los trabajadores, de la misma forma la fortificación se lo realizara en base al resultado RMR que determina el tipo de fortificación en función de la calidad de roca.

3.10.1. Ciclo de perforación y voladura

3.10.1.1. Propuesta de excavación

En el capítulo II se ha planteado el uso de la metodología de Roger Holmberg para determinar el mallado de perforación y voladura ya que a diferencia de las fórmulas empíricas, Holmberg relaciona ciertos aspectos de suma importancia para un manejo de voladuras más acertada, pues bien este postulado presenta un modelo matemático que incluye el análisis de parámetros geomecánicos, características del explosivo, parámetros de la roca así como los de perforación para generar el número de taladros óptimo en función al tipo de sección y área del mismo. Así este postulado es realizado para ejecutar diseños óptimos sin la necesidad de realizar muchas pruebas de campo, además se logra el avance con un 95 %, aplicando esta metodología se logra una optimización favorable en el diseño de malla de perforación y voladura subterránea.

Para el diseño se ha usado los parámetros de perforación (diámetro del taladro, diámetro de alivio, longitud de taladro, longitud de carga, taco, desviación de perforación). El parámetro de explosivo (densidad, velocidad, presión de detonación, y dimensiones del explosivo) y el parámetro de roca (resistencia de la roca o RQD).

Estos parámetros se han usado para calcular el burden y espaciamiento en el diseño de la malla de perforación.

Holmberg involucra la variable geomecánica el cual permite optimizar la distribución de energía de explosión esto se logra calculando el burden en función de la clasificación geomecánica, como (RQD, RMR, O GSI), para este caso de estudio de utilizará el RQD y RMR obtenidos in situ en el lugar de estudio cuya metodología de obtención son presentados en el apartado (3.2)

3.10.1.2. Ciclo de transporte diseño del sistema de izaje

El sistema de izaje es una de las partes más importantes en el franqueo de un pique inclinado, pues es el encargado de transportar al personal, equipo y el material arrancado desde el frente de avance, hasta el nivel superior, en donde se descarga en una tolva que dirige directamente hasta el skip principal. Para el diseño del sistema de izaje se tomó en cuenta la maquinaria disponible en la empresa, entre estos: el contenedor, motor eléctrico, rieles metálicos, mecanismo del tambor, elementos de izaje, etc.

El uso del kip se limita al uso de un solo contenedor, en vista que el sistema está diseñado para remolcar 1 balde a la vez.

3.10.1.3. Velocidad del winche

De acuerdo con lo establecido en el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera, para piques mayores a 200 metros de profundidad, la adaptación de la velocidad para el pique inclinado se realiza en función de los componentes que lo conforman, y las condiciones en las que se desarrolla, siendo óptima una velocidad no mayor a 2.5 m/s y velocidad media de 0.7 m/s. Por lo tanto, para los cálculos se toma la velocidad media:

Ecuación 1-3: Velocidad del winche

$$V_{\text{máx}} = 2.5 \text{ m/s}$$

$$V_{\text{med}} = 0.7 \text{ m/s}$$

3.10.2. Ciclo de ventilación en la labor de profundización

En la ventilación se la calculará en relación con diferentes variables que están puestas en el capítulo II referente a la ventilación en minería subterránea, en el presente caso se deberá tener en cuenta que no se utilizará equipos de combustión, por ello los cálculos se efectuaron en relación con el caudal requerido según el número de trabajadores, el sistema de ventilación será por inyección de aire, el mismo utilizado en toda la mina.

En el proceso de ventilación de gases de voladura se debe tener en cuenta que se realizara en el tiempo de cambio de turno que conlleva de 1 a 1.5 horas, por lo cual el caudal requerido será el mismo que para los trabajadores, además esta labor estará siendo realizada a escasos 10m del acceso principal lo cual ayudara a la evacuación de dichos gases por diferencia de temperatura y presión.

3.10.3. Ciclo de fortificación

Para definir el sistema de fortificación en la labor de profundización se tomará en cuenta los resultados de la caracterización geomecánica RMR, con dichos resultados, Bieniawski propone el sostenimiento para cada tipo de roca, por ello la definición del sistema de fortificación se llevará a cabo en base a los resultados de la clasificación geomecánica Tabla (1-3) y aplicar el tipo de sostenimiento según la Tabla (2-3)

Tabla 2-3: Tipo de sostenimiento según el resultado RMR

CLASE	RMR	EXCAVACIÓN	SOSTENIMIENTO		
			BULONES (m)	HORMIGÓN PROYECTADO	CERCHAS METÁLICAS
I Muy buena	81-100	Sección completa (3m)	Ocasionalmente	No necesario	No necesarias
II Buena	61-80	Sección completa (1-15m). Sostenimiento terminado a 20m del avance	Localmente en clave. L=3m. Espaciados a 2.5m con mallazo ocasional	50 mm en clave donde sea necesario	No necesarias
III Media	41-60	Avance y destroza (1-5-3m en avance). Sostenimiento empezado en el frente y terminado a 10 m del frente	Sistemáticamente en clave y hastial L=4m Espaciados 1.5 a 2 m Mallazo en clave	50-100 mm en clave. 30 mm en hastiales	No necesarias
IV Mala	21-40	Avance y destroza (1-1.5m en avance) Sostenimiento empezado simultáneamente con la excavación hasta 10m d frente	Sistemáticamente en clave y hastial L=4 a 5 m espaciados a 1-1.5 m con mallazo	100-150 mm en clave, 150 mm en hastiales y 50 mm en el frente	Ligeras a medias, espaciadas a 1.5m donde sea necesario
V Muy mala	1-20	Galerías múltiples (0.5-1.5 en avance) sostenimiento simultáneo con la excavación, hormigón proyectado inmediatamente luego de la voladura	Sistemáticamente en clave y hastiales L=5.5 m espaciados a 1-1.5 m con mallazo, bulonar la contrabóveda	150-200 mm en clave, 150mm en hastiales, 50 mm en el frente	Medias a pesadas, espaciadas a 0.75 m donde sea necesario

Fuente: MILAGROS, 2018.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

3.10.4. Ciclo de drenaje subterráneo

En minería subterránea el drenaje es primordial, pues el encharcamiento constituye un problema en los frentes de trabajo. Para el diseño del sistema de extracción de agua de la labor inclinada se ha tomado en cuenta que los equipos a utilizar son hidráulicos, es decir funcionan con presión de aire y caudal de agua constante, el principal aporte es la escorrentía subterránea que se infiltra a través de las grietas y de niveles superiores.

Al tener una labor inclinada el exceso de agua o la escorrentía producto de las máquinas de perforación se irán al fondo del pozo, lo que dificultará el avance de la labor si no se drena correctamente. Para ello se ha considerado usar una bomba de agua centrífuga sumergible.



Figura 9-3: Bomba centrífuga sumergible

Fuente: Inducom 2019.

La línea de bombas de la marca HCP son una buena opción, pues cuenta con un motor que va desde 3.7/5 HP específicamente para la extracción de aguas residuales libres de sólidos, funciona con motor eléctrico de 4 polos de 1.1/3.7 Kw tiene la capacidad de extraer sólidos de hasta 3 pulgadas con límite de extracción vertical de hasta 75 pies. Y un flujo máximo de 500 galones por minuto.

A medida que la labor avance en profundización, cuando se llegue al límite de altura capaz de extraer el agua del fondo, se tendrá que diseñar estanques en subniveles, y repetir el proceso desde ese nivel, para que la bomba de extracción pueda lograr su objetivo que es drenar el fondo de la labor.

3.11. Análisis de Costos

Para realizar el análisis de costos se ha realizado un análisis de precios unitarios, para ello se tomó en cuenta:

- Costo por mano de obra
- Costo por materiales e insumos
- Costo por uso en maquinaria y equipos
- Gastos administrativos

Para realizar el análisis de costos del diseño de excavación para profundización inclinada, se realiza un presupuesto estimado de maquinaria, equipos, implementos y recursos humanos con el

fin de obtener un valor aproximado por jornada de trabajo y relacionar la depreciación de equipos para tener valores económicos por metro de avance de la profundización.

Los costos de producción son la sumatoria de inversiones, energía, combustible, la utilización de equipos, costo por mano de obra, cargo por depreciación, maquinaria, insumos y administrativo.

Para determinar el análisis de costos incluyendo los costos unitarios, se ha tomado como referencia el cap. 6 de la tesis del Ing. Andrade (2014, p. 75), Diseño de excavación para profundizar el pique de Fierro en el cual toma en cuenta el salario nominal, más beneficios sociales del personal obrero que labore jornadas completas con una incidencia en la ejecución del proyecto, así como el salario nominal más beneficios sociales del personal técnico de supervisión.

3.11.1. Recursos Humanos

Teniendo en cuenta todos los ciclos operativos, así como lo constatado en campo se ha comparado los salarios de mano de obra en la actualidad y los datos proporcionados por fuentes bibliográficas, para la cotización de personal y jornadas de trabajo. También en la determinación del número de trabajadores requeridos para esta labor, teniendo en cuenta que se realizaran dos turnos por día.

CAPÍTULO IV

4. RESULTADOS

En el capítulo IV se logra cumplir con la metodología para alcanzar los objetivos del presente proyecto, está conformado de 5 partes, los cuales se detallan a continuación.

El subtema (4.1) describe las características y propiedades geológicas, a través de metodologías como la observación, la experiencia empírica, el análisis documental, etc. Es decir, se aplican varias técnicas metodológicas con sus respectivas técnicas para recopilar la información sobre la geología regional y local. De igual manera la situación actual de la mina, en donde se describe la situación operativa actual de la mina el Pique, siendo específicos en el tercer nivel por ser en donde se realizan actividades de explotación y extracción.

El apartado (4.2) siendo más específico se involucra directamente en el pique de extracción, es decir, se describe la funcionalidad de este, así como su dimensionamiento. Al tratarse de profundización inclinada las secciones del diseño del pique inclinado son de menor magnitud en relación con la labor principal de la mina, que es el pique principal.

El subtema (4.3) abarca todo lo referente a la valoración geomecánica, el conjunto de datos estructurales y ensayos realizados, se evalúan con el fin de clasificar o caracterizar el macizo rocoso en la zona de profundización. Con esta metodología se logra identificar la calidad del macizo, y tomar medidas consecuentes para garantizar la ejecución óptima y segura del proyecto.

El apartado (4.4) es la propuesta del diseño de excavación para profundizar el pique inclinado, el cual se basa en función de los ciclos operativos reales en la realización de la labor de profundización. Los ciclos de perforación y voladura dan resultados óptimos la elaboración de la malla de perforación, es decir para tener la capacidad de realizar una perforación y voladura controlada y eficiente, en el ciclo de ventilación se encarga de asegurar la fluidez del aire, dependiendo de la sección de la labor y de la necesidad de aire por el personal. El ciclo de fortificación es donde se asegura la integridad de la zona excavada, haciendo uso de malla electrosoldada y Split set o pernos de sujeción. Siendo necesaria otro tipo de fortificación en caso de zonas de menor debilidad y el último ciclo que es el de transporte, en el cual se identificó las principales variables operativas, para el transporte del mineral.

La parte final del capítulo (4.5) es sobre el análisis de costos, es decir en función de cada ciclo operativo y de recursos humanos necesarios para la ejecución de cada actividad en la labor.

Haciendo una recopilación de todos los costos se ha determinado el precio de excavación por metro de avance.

4.1. Características y propiedades geológicas, observadas/analizadas in situ y situación actual de la mina

4.1.1. Geología

4.1.1.1. Geología regional

El distrito minero Zaruma-Portovelo se ubica en el complejo metamórfico de El Oro constituido principalmente por una secuencia de material volcánico-alcálico en donde predomina la andesita de la unidad Portovelo, la misma que forma una parte del Grupo Saraguro. El complejo metamórfico El Oro está constituida por una secuencia y ensamblajes de rocas metamórficas con diferencia de edades y afinidades, las estructuras pueden ser tanto continentales como oceánicas divididas por una falla que cruza en dirección E-W. (Gobierno Autónomo Descentralizado del cantón Portovelo, 2019, p. 5).

Según la (Misión Británica y Dirección General de Geología y Minas, 1980, p. 1), las rocas metamórficas que se presentan en la geología local son la continuación del complejo metamórfico El Oro, es decir que predominan al sur de la falla Piñas - Portovelo, en estas destacan rocas meta sedimentarias y otras de bajo grado de metamorfismo, como las (pizarras, limonitas, serpentinitas). También existe la presencia de rocas tipo gneis y cierta cantidad de basaltos andesíticos.

- Rocas ígneas

En estas, destacan rocas intrusivas como la riolita, diorita, granodiorita y andesitas estas rocas por lo general yacen en la Unidad Portovelo del Grupo Saraguro en la sección NW y SE. Se puede evidenciar formaciones más jóvenes, así como stocks subvolcánicos en presencia de riolitas y andesitas porfídicas (Misión Británica y Dirección General de Geología y Minas, 1980, p. 1)

- Grupo Saraguro (Oligoceno tardío - Mioceno temprano. EOs)

El grupo Saraguro, posee una extensión aproximada de 200 km de norte a sur desde Riobamba hasta el poblado de Saraguro, atraviesa la Cordillera Occidental en el Oeste hasta la cordillera Real en el Este. Litológicamente se encuentra formada por piroclastos (aglomerados gruesos y tobas) y lavas andesíticas porfídicas que se alternan. Esta formación ocupa un 44,13% de la superficie del cantón Portovelo y su potencia varía de 500 a 2000 m (Misión Británica y Dirección General de Geología y Minas, 1980, p. 1)

- *Unidad Portovelo*

Lleva el nombre por yacer en el cantón Portovelo, estas están presentes a lo largo de la falla Piñas - Portovelo en contacto con el complejo metamórfico El Oro. Se encuentran dacitas y tobas andesíticas, capas de lava basalto andesíticas, así como riolitas con secciones alternadas de rocas sedimentarias, con pizarras y cherts (Misión Británica y Dirección General de Geología y Minas, 1980, p. 1)

- *Depósitos Cuaternario*

En las zonas a lo largo de las fuentes hídricas principales, se encuentran cubiertos por terrazas aluviales que abarcan principalmente rocas del cretáceo terciarias en las partes bajas de la planicie costera. Al E de Pasaje se reconocen depósitos de abanicos aluviales cubriendo el Grupo Saraguro (Misión Británica y Dirección General de Geología y Minas, 1980, p. 1)

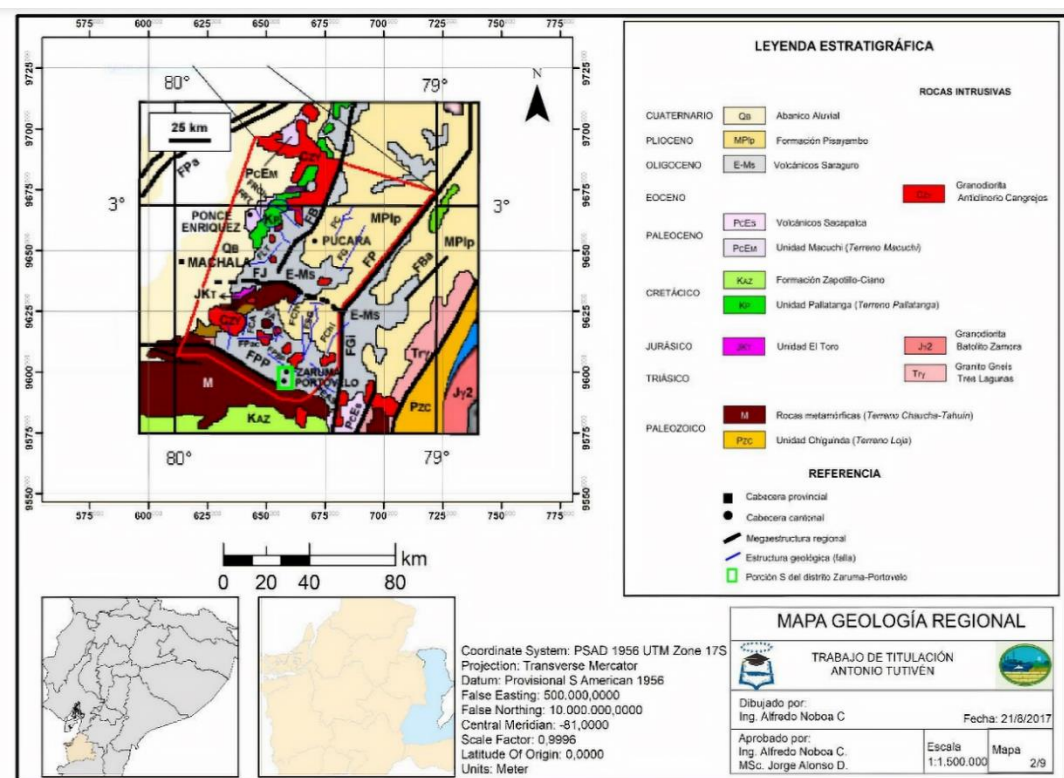


Figura 1-4: Mapa geología regional

Fuente: Prodeminc, 2000.

4.1.2. Fallas regionales y formaciones geológicas

Las formaciones que comprenden el distrito minero Zaruma Portovelo, principalmente rocas metamórficas, como la parte Norte del complejo metamórfico El Oro. El Grupo Saraguro que cubre parte sur de la Cordillera Occidental, y la unidad Portovelo que aflora con la falla Piñas Portovelo y rocas intrusivas, especialmente gabros.

Las estructuras más sobresalientes son las fallas Piñas – Portovelo con dirección NW – SE y la falla Puente Busa – Palestina. (Pratt et al., 1997; citado en Andrade, 2014, p. 13)

4.1.2.1. La falla Piñas – Portovelo

Tiene una extensión de 40 Km con un azimut aproximado de 295°. Se presenta como una falla de cabalgamiento, en cuyo bloque Norte se evidencia un descenso que separa el Grupo Saraguro del Complejo Metamórfico de El Oro.

Al Sur, la falla constituye el límite del sistema de vetas auríferas. El desplazamiento del Grupo Saraguro al Oeste de Zaruma indica un salto vertical de al menos 3 km entre Piñas y Zaruma (Pratt et al., 1997, citado en Andrade, 2014, p. 14)

4.1.2.2. La falla Puente Busa – Palestina

Sigue un azimut sub paralelo a la falla Piñas - Portovelo, con una extensión de aproximadamente 10 km. Cronológicamente, está catalogada de la misma edad, orientación y sentido de movimiento. Esta falla corta únicamente al Grupo Saraguro y cerca de Malvas delimita el principal enjambre de vetas (Mutti & Bonilla., 2005, citado en Andrade, 2014, p. 14)

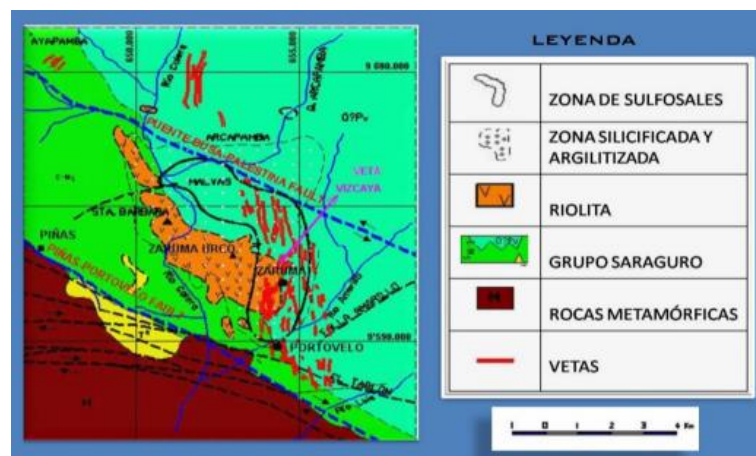


Figura 2-4: Estructuras principales

Fuente: Mutti D., & Bonilla, 2005.

4.1.3. Geología local

La mineralización de Zaruma-Portovelo está alojada en vulcanitas intermedias a silíceas de la Unidad Portovelo que esta fallada contra las rocas metamórficas del Sur a lo largo del Sistema de Fallas Piñas-Portovelo. Esta unidad está dominada por lavas andesíticas masivas porfídicas a basaltos andesíticos y brechas. Según resultados de estudios geológicos y geotécnicos, las rocas predominantes en la zona de estudio se caracterizan por un alto grado de meteorización y diaclasamiento, se puede evidenciar mayor intensidad en gabros y rocas más básicas, es muy frecuente y de calidad mala a muy mala (Prat, 1997, p. 11).

En la formación de andesitas, se puede evidenciar una baja mineralización de sulfuros de hierro, con alto grado de meteorización, fallando con otro tipo de litología basáltica, entre gabro volcánico.

Posee una estructura fanerítica, hipocristalina, con plagioclasas subhedrales alteradas a arcillas. Los piroxenos son subhedrales y se hallan alterados a cloritas, a excepción del extremo Sur, donde la roca es fresca. La silicificación se reduce progresivamente, encontrándose aglomerados finos silicificados y harinas de falla.

Existe otro tipo de andesita, el cual se encuentra alterada con basalto, formando una andesita basáltica, está definida y los fenocristales principales son plagioclasas y hornblendas. Son en estas andesitas basálticas donde ocurre en mayor proporción la mineralización de tipo hidrotermal de Portovelo (Prat, 1997, p. 11).

4.1.4. Mineralización del yacimiento

La zona de Portovelo se caracteriza por dar paso a la formación de vetas auríferas, que están formadas en mayor proporción por carbonato de calcio, cuarzo, pirita, calcopirita y en menor proporción galena, esfalerita y oro, plata y zinc.

4.1.5. Tectónica de placas

La tectónica de placas presente, se produce por el contacto litológico, la subducción de la placa de Nazca con la placa continental Sudamericana, destacan la actividad tectónica en el distrito minero Zaruma-Portovelo, a nivel regional la acción de las fallas activas Piñas-Portovelo y Puente Busa-Palestina, sus movimientos tectónicos provocaron microfallas y las condiciones para la alteración de la unidad Portovelo para alojar las vetas mineralizadas (Andrade, 2014, p. 45).

4.1.6. Topografía y Geomorfología

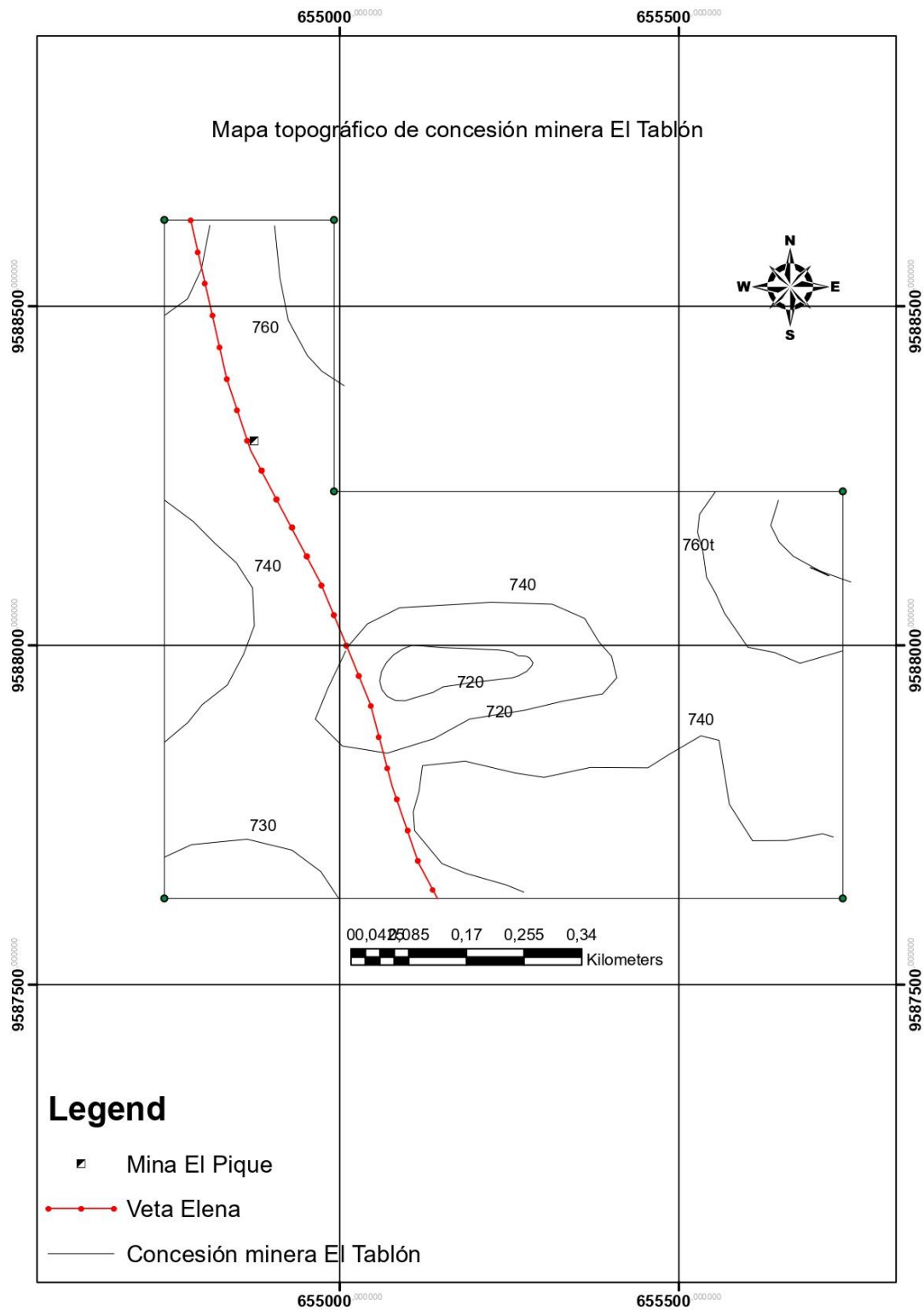


Figura 3-4: Mapa Topográfico de Concesión minera el Tablón

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

La topografía presente es muy irregular, está en dependencia del grado de intemperismo y de la acción de la orogénesis, Portovelo se encuentra limitado al norte con la Cordillera de Vizcaya, mientras que al sur y este, limita con la cordillera de Ambocas.

La topografía de la región es dividida en 2 unidades bien definidas, por acción de la falla Piñas – Portovelo, con dirección NW-SE, al Norte la topografía es más abrupta, con colinas y zonas montañosas, al sur las cotas son menores y se distingue la formación de un valle, los rasgos de la topografía son más regulares, con menos colinas.

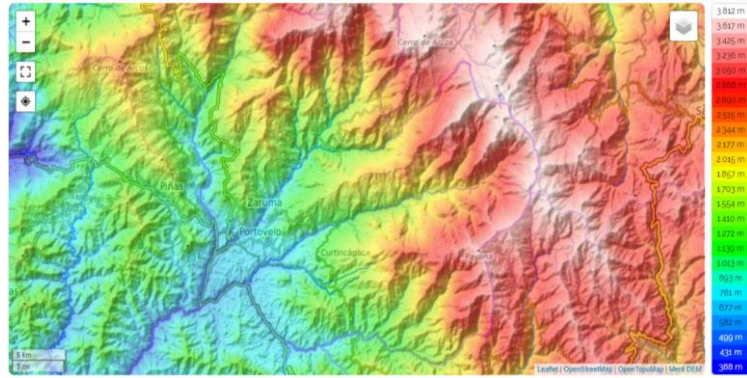


Figura 4-4: Mapa de relieve

Fuente: Topographic-map 2021.

4.1.7. Hidrografía

El cantón Portovelo posee grandes reservas de fuentes hídricas, al contar con varios ríos y quebradas entre estos tenemos: El Amarillo, El Calera, Salatí, San Luis y Ambocas.

Portovelo se ubica dentro de la cuenca hidrográfica Río Puyango, el Río Amarillo es microcuenca, cruza la ciudad de Portovelo en sentido Noreste-Sureste, aguas abajo converge con la subcuenca del Río Calera que desemboca en la cuenca Río Puyango según el mapa hidrogeológico del cantón Portovelo. La concesión minera el tablón 3 está ubicada donde no existe fuentes hídricas cercanas.



Figura 5-4: Mapa hidrológico del cantón Portovelo

Fuente: GAD del cantón Portovelo, 2019.

4.1.8. *Clima y vegetación*

El clima del cantón Portovelo posee un clima cálido húmedo (subtropical húmedo) las temperaturas fluctúan de 5° a 15° en las zonas altas y de 2° a 28° en las zonas bajas. Además, tiene dos estaciones que corresponden al invierno entre los meses enero a abril y el verano en los meses de mayo a diciembre. Las precipitaciones mensuales mínimas fueron de 118 y máxima de 125 mm con una resultante acumulada de 1.325 mm con una humedad relativa de 84,95% (Gobierno Autónomo Descentralizado del cantón Portovelo, 2019, p. 1).

En cuanto a la vegetación al ser un clima tropical presenta pastos y matorrales que están presentes en épocas de invierno, además se cultivan maíz, yuca, maní, arroz etc. Los árboles predominantes del sector son: chontilla, saca, mango, guarumo, balsas etc.

4.1.9. *Aspectos socioeconómicos*

La economía de Portovelo se basa principalmente de la minería, pero no es el único sector productivo del cantón, puesto que también se realizan actividades agrícolas donde los productos principales son caña de azúcar, café, plátano, piña etc. Además, sectores productivos como la ganadería, el turismo y la confección de artesanías son sustento de muchas familias en Portovelo (Gobierno Autónomo Descentralizado del cantón Portovelo, 2019, p. 2).

4.1.10. Distrito Minero Zaruma – Portovelo

Uno de los distritos más importantes y con más historia en el Ecuador ubicado en la provincia de El Oro comprendido entre los cantones Zaruma, Portovelo, que lo posesiona como uno de los distritos más grandes del país. Geológicamente ubicada en la cordillera occidental que está constituida por rocas metamórficas de edad paleozoica, que en conjunto esta instruida por rocas ígneas, localmente está constituida por rocas volcánicas: andesitas, tobas y brechas (Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales no Renovables, 2014, p. 5).

Su mineralización es de tipo polimetálica donde destacan los sulfuros como (pirita, calcopirita, arsenopirita), así como feldespatos potásicos, óxidos (limonitas), carbonatos (calcita).

En el distrito se ha venido trabajando la explotación de yacimientos vetiformes con rumbo que fluctúan entre N10°E y 80°E. identificadas como, Castillo, Miranda, Pillacela, Mercadillo, Cascada, Tamayo, Portovelo, Abundancia, Agua Dulce, Cantabria, Soroche, Jorupe, San León, Barbasco, Curipamba, La Bomba, Nudo, La Bomba de Pacchapamba, Toscón Blanco, Vizcaya, Sansón, Konkof, Fortuna, Elizabeth, Tablón, Murciélagos, Ernesto, Matalanga (Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales no Renovables, 2014, p. 5).

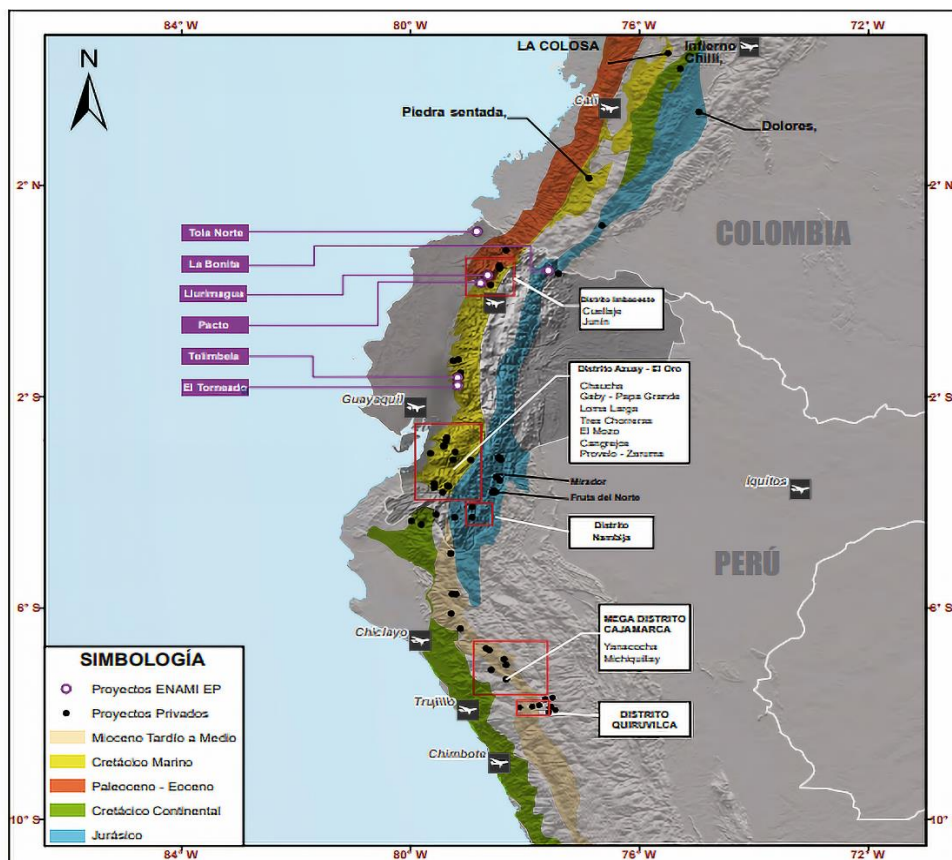


Figura 6-4: Distritos mineros del Ecuador

Fuente: Empresa Nacional Minera, 2016.

4.1.11. Litología de la zona de estudio

La mina el pique consta de varias formaciones geológicas, al estar en una ubicación geográfica en donde se dan las condiciones de metamorfismo, producto de la acción de la falla Piñas-Portovelo con dirección NW-SE, provoca que exista el contacto litológico de la parte sur del complejo metamórfico El Oro y la formación Portovelo, la cual está formada por andesitas porfídicas, en gran parte fallada por formaciones de tipo basálticas y es donde se albergan las vetas polimetálicas.

El metamorfismo de contacto es evidente en las zonas de falla, pues la andesita es una roca que se torna plástica por la presión actuante en los planos de contacto, la formación de basaltos presenta alto metamorfismo y diaclasamiento, al ser un tipo de roca no plástica tiende a fracturarse por los esfuerzos actuantes (Andrade, 2014, p. 7).

4.1.12. Localización y Fisiografía

La zona de estudio se encuentra ubicada en el Sur-Oeste del Ecuador, al sur de la provincia de El Oro. La concesión minera se encuentra en el barrio El Tablón, concesión denominada El Tablón, operado por la empresa minera Oroconcent S.A., la mina tiene el nombre “El Pique” en donde se realizan trabajos de extracción y exploración de minerales polimetálicos en formaciones vetiformes auríferas.



Figura 7-4: Ubicación Portovelo

Fuente: Google Earth Pro, 2021.

4.1.12.1. Ubicación de la concesión minera el tablón 3

Nombre de la concesión es “El Tablón 3” con titular minero OROCONCENT S.A. La cual se encuentra en fase de exploración y explotación de recursos minerales para la recuperación de oro y plata. Actualmente la concesión tiene un área de 70 hectáreas.

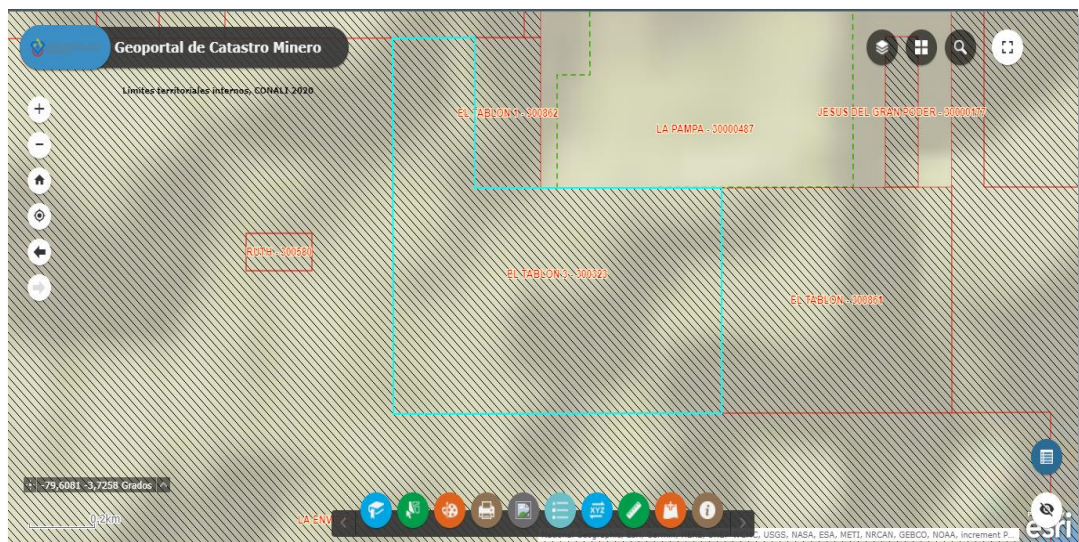


Figura 8-4: Concesión minera "El Tablón 3"

Fuente: Geo portal de Catastro Minero.

La concesión minera El Tablón 3 (código 300323) se encuentra en la zona geográfica 17 Sur, la cual tiene las siguientes coordenadas:

Tabla 1-4: Coordenadas UTM de concesión minera El Tablón 3

Coordenadas UTM		
Coordenadas WGS-84		
Zona Geográfica 17 Sur		
PUNTO	x	y
pp	654,741.63	9'587,626
1	654,741.63	9'588,626
2	654,991.62	9'588,626
3	654,991.62	9'588,226
4	655,741.62	9'588,226
5	655,741.62	9'587,626

Fuente: Catastro minero

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

4.1.12.2. Acceso

Para viajar al lugar de estudio (Portovelo) desde la sede en Morona Santiago, ciudad de Macas, se toma la ruta E45 hacia la Ciudad de Cuenca, desde ahí se toma la salida E40 para la ciudad de Machala, a partir de ahí se puede tomar buses Inter cantonales para llegar al cantón Portovelo siendo un total de 420 km.

El acceso a la mina “El Pique” se encuentra cerca de la vía Portovelo – El Cisne (Loja) a 5 minutos del cantón Portovelo, en el campamento de la empresa minera OROCONCENT S.A. Cerca de la relavera comunitaria del distrito minero Zaruma.



Figura 9-4: Ubicación de instalaciones de empresa minera Oroconcent S.A.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.



Figura 10-4: Labor de acceso a la mina El Pique

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

4.2. Situación actual de la mina “El Pique”

En la mina El Pique se desarrollan operaciones de extracción del mineral aurífero, producto de la explotación de yacimientos vetiformes polimetálicas del sistema de vetas del distrito minero, actualmente cuenta con los frentes de explotación en las vetas:

- La Elena
- El Cajón
- La Pobre
- La China
- La Pirata

La empresa Oroconcent está pasando por un periodo de transición de método de explotación, pues el yacimiento presenta vetas de tipo rosario por lo cual la anterior administración llevaba un minado poco técnico con un sistema denominado (45°), que excavaba en dirección de las vetas para ramificarse y obtener varios frente de explotación, al pasar el tiempo con la llegada de nuevos técnicos se vio en la necesidad de hacer varios cambios ya que dicho sistema de explotación traía más inconvenientes y poco beneficio a comparación de otros métodos de extracción.

Por ello hoy en día se realizan trabajos de explotación de corte y relleno ascendente por subniveles, este método fue aplicado primeramente en el sector “pirata” permitiendo recuperar los pilares dejados por el anterior sistema de explotación. Además, para disminuir la dilución se emplea el sircado al actual método de extracción, que consiste en arrancar primero el material de caja y después la veta para tener un correcto control de la dilución.

Todas las labores de extracción se los realiza en el nivel 3 en sus distintos frentes de trabajo, en el nivel 4 se está llevando un proceso de preparación del acceso del nivel puesto que había sido explotado hasta cierto punto y luego abandonado. Los niveles 1 y 2 se encuentran cerrados pues su extracción fue completa.

4.2.1. Perforación y voladura

Estos trabajos se los realizan con perforadoras manuales Jack leg, que son ideales para trabajos en minería subterránea para labores de secciones pequeñas, las secciones van por lo general de 1.5x2 metros, estas perforaciones están dadas por la experiencia de los barrenadores los mismos que utilizan un corte con tres taladros de alivio que aseguran la salida correcta de la roca tras la detonación.

El material explosivo que se ha estado utilizando es el Explogel III y Emulsen 5000X los mismos

que son iniciados con fulminantes no eléctricos y cordón detonante de seguridad, para la carga de columna se emplea el uso de nitrato de amonio encartuchado en hojas de cartulina realizadas en la misma empresa.

4.2.2. Ventilación

La ventilación principal de la mina es natural, llegando oxígeno a los frentes de trabajo por la circulación de aire por diferencia de temperatura y presiones, actualmente en la parte este de la mina se obtendrá un desfonde que conecte a la superficie el mismo que beneficiará en la ventilación de la mina al tener una entrada y salida de este.

4.2.3. Transporte

El acarreo del material se realiza por medio de carros mineros sobre rieles que los obreros cargan en los buzones colocados cerca de los frentes de explotación para después empujarlos hacia la tolva principal cerca del pique vertical, un obrero es encargado de la tolva principal el mismo que debe cargar el skip y dar aviso al winchero para izar el material a superficie, posteriormente es almacenado en la tolva exterior para proseguir con el carguío en volquetes y ser transportado hasta la planta de beneficio.

4.2.4. Drenaje

Para la correcta circulación del agua subterránea se emplea el uso de canales de drenaje en todas las labores, estas aguas llegan hasta el pique principal donde al llegar a una determinada altura se comienza con el bombeo mediante bombas sumergibles neumáticas, estas son bombeadas hasta el nivel 2 donde empieza otro ciclo de bombeo hasta la superficie, el agua proveniente de mina pasa por un tanque de sedimentación para después evacuar el fluido sin partículas en suspensión.

4.2.5. Mineralización

La mineralización o el depósito mineral que se encuentra en el área de El Tablón corresponde a un sistema de vetas de origen epitermal, que rellenan las fracturas de la roca caja, dando lugar a su deposición y cristalización. La composición mineralógica abarca principalmente calcita, cuarzo y sulfuros de hierro en menor cantidad, así como sulfuro de zinc o de plomo, dando lugar a la deposición de pintas de oro, en cantidad de gramos por toneladas.

La veta Elena cruza la sección cerca del pique por lo que resulta conveniente profundizar en esa zona, con el fin de profundizar excavando en dirección de la veta. El principal problema es que

la veta tiene buzamiento de 73° o más en algunas zonas, por lo que la profundización no tendría una dirección fija, si no preferencial al buzamiento de la veta Elena.

4.2.5.1. Veta Elena (Abundancia)

Se presenta con un rumbo N12°W y buzamiento de 83°SE, dicha veta es consolidada y bien definida. Su mineralización está compuesta por sílice y carbonato de calcio con potencias mayores a 1m. históricamente se obtiene una ley media de 4.1 g Au/t, además posee minerales asociadas a sulfuros como pirita, argentita y calcopirita. De esta veta se desprende un ramal principal denominada West abundancia(cajón), con un rumbo S17°W y buzamiento medio de 78°E.

4.2.5.2. Veta China (Portovelo)

Entre sus características principales tiene una potencia media de 1.10m, buzamiento de 79°E, con una composición similar a la veta abundancia, pero con menor cantidad de carbonatos, a diferencia de la veta anterior presenta una alta sulfuración en habito diseminado con una ley media de 1.5 g Au/t.

4.2.5.3. Veta Pirata (Mercadillo)

Esta presenta una potencia media de 0.85 m, con un buzamiento 77°E, esta es compacta y bien definida, su mineralización tiene mayor porcentaje de calcita en relación con la sílice, posee una ley aurífera media menor a 3 gramos Au/t.

4.3. Valoración geomecánica aplicando la metodología de Bieniawski

4.3.1. Propiedades físico-mecánicas de las rocas

4.3.1.1. Peso específico y peso volumétrico:

Tabla 2-4: Resultados peso específico y volumétrico

CÓDIGO	PESO ESPECÍFICO (g/cm³)	PESO VOLUMÉTRICO (t/m³)
1 P FE	2.67	2.62
2 P FE	2.64	2.65
3 P FE	2.72	2.66
4 P FE	2.69	2.71
5 P FE	2.79	2.71
6 P FE	2.77	2.72
7 P FE	2.76	2.67
8 P FE	2.75	2.73
RESULTADO MEDIO:	2.72	2.68

Fuente: Andrade, 2014, p. 27.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

4.3.1.2. Esponjamiento

La magnitud del coeficiente de esponjamiento para una misma roca depende del método que se utiliza para separar la roca del macizo y de las dimensiones de los pedazos que se obtienen como resultado de esta operación. Con el tiempo la magnitud de K_e disminuye ya que la roca se densifica bajo la acción de la fuerza de gravedad.

El coeficiente de esponjamiento es un factor muy importante para el análisis del volumen de material que se debe transportar en las actividades de desescombro y limpieza del frente. Para los cálculos se tomará un de esponjamiento del 60% = (1.60) característico de rocas andesíticas de dureza media.

4.3.2. Ejecución de ensayos

Se ha realizado los ensayos de compresión simple en el laboratorio de Resistencia de Materiales de la Escuela de Mecánica en la Facultad de Mecánica de la Escuela Superior Politécnica de Chimborazo en la ciudad de Riobamba. Se determinó la resistencia a la rotura de la roca de caja figura (20-4) y mena figura (21-4) permitiendo conocer el esfuerzo máximo permisible.

Para una mejor lectura se tomó como promedio los resultados de ensayos de las probetas, al igual que el mineral de mena se eligió el promedio de las probetas y se ha comprobado la resistencia a la carga de compresión, pues al estar con muchas fracturas los resultados varían entre probetas.

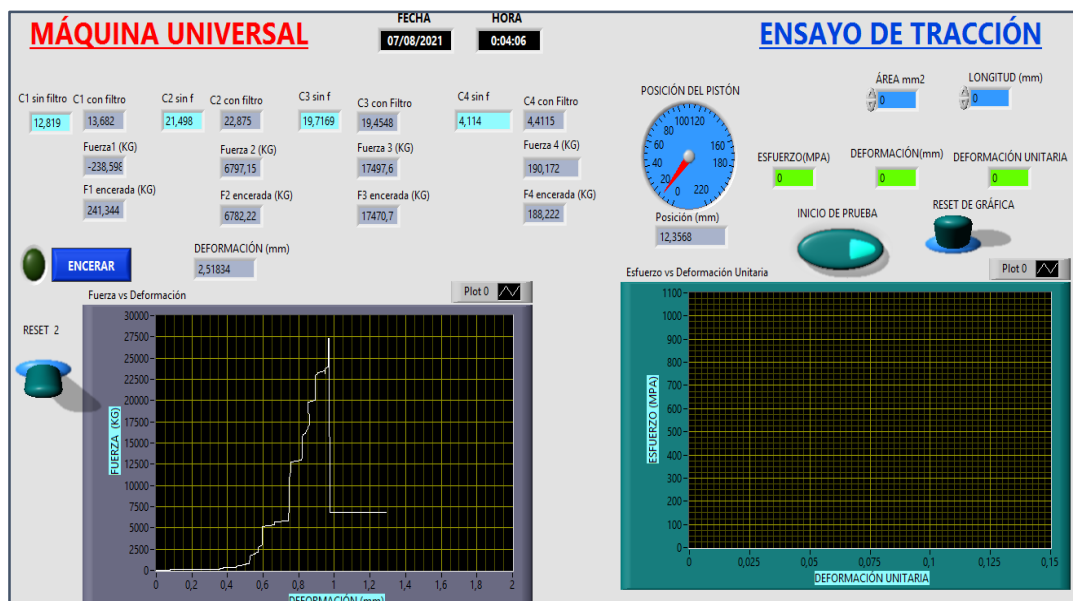


Figura 11-4: Ensayo de compresión uniaxial de probeta de roca caja

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

La roca caja ha soportado mayor esfuerzo a la compresión, pues al tratarse de una roca andesítica de grano medio, grueso y las estructuras y juntas se encuentran en menor porcentaje, su integridad permite la aplicación de mayor presión.

Por otra parte, el cuerpo mineralizado las fracturas son abundantes, por tal motivo no es recomendable realizar una clasificación geomecánica y se ha medido la resistencia a la compresión simple.

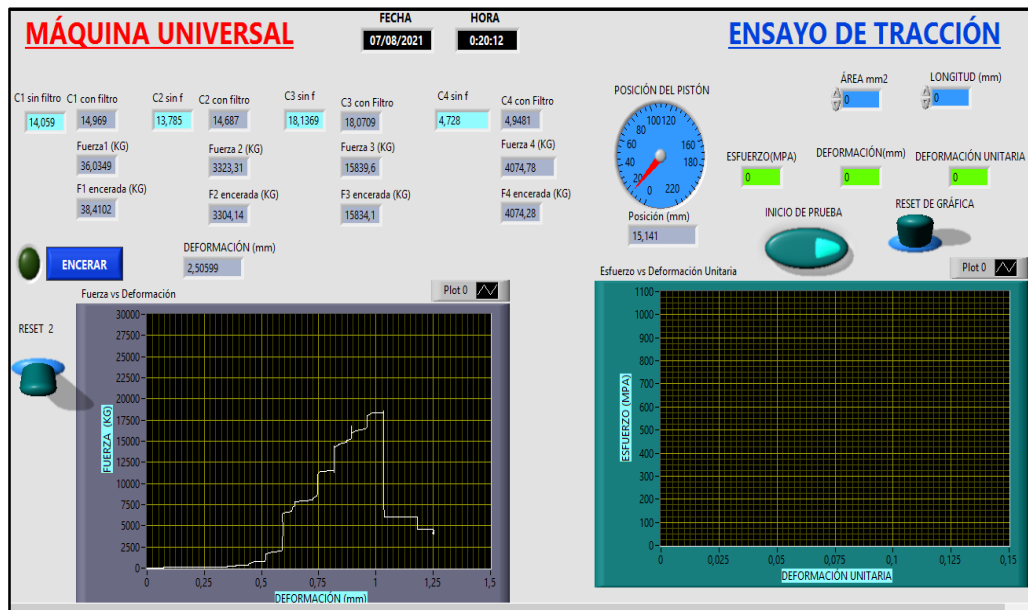


Figura 12-4: Ensayo de compresión uniaxial en probeta de mena

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

4.4. Esfuerzos de compresión y módulo de Young

4.4.1. Probeta de roca de caja

Presión máxima = 27000 Kgf

$\Delta L = 0,989\text{mm}$

$A = 6.25 \text{ in}^2$

- Esfuerzo de compresión Simple

$$E = \frac{27000\text{kgf}}{6.25 \text{ in}^2} = \frac{4320 \text{ kgf}}{\text{in}^2}$$

$E = 65.7\text{Mpa}$

- Módulo de Young

$$Y = \frac{65\,665.296 \text{ kpa}}{0.989\text{mm}} = 66\,395.6481294 \frac{\text{kpa}}{\text{mm}}$$

$Y = 9629.8745 \text{ Psi}$

4.4.2. *Probeta de mineral de mena*

Presión máxima = 18000 Kgf

$\Delta L = 0,998mm$

$A = 6.25 in^2$

- *Esfuerzo de compresión Simple*

$$E = \frac{18\ 000kgf}{6.25\ in^2} = \frac{2880\ kgf}{in^2}$$

$E = 43776.864\ Kpa = 43.8\ Mpa$

- *Módulo de Young*

$$Y = \frac{43776.864\ kpa}{0.998\ mm} = 43\ 864.5932\ \frac{kpa}{mm}$$

$Y = 6361.94\ Psi$

4.5. **Datos Estructurales**

Luego de tener el parámetro RQD que se ejecutó in situ, figura (1-3) se precedió a la toma de datos específicos en el nivel 3 de la mina El Pique, registrando los datos siguiendo una línea de Mapeo concordante a la sección de profundización, como la separación entre diaclasas, el estado de las discontinuidades y la condición de agua freática, luego se realizó la clasificación geomecánica según Bienawski.

4.6. **Rock Quality Design (RQD)**

Se determinó la calidad de la roca de caja plasmada en la (tabla 3-4), en base a ensayos realizados in situ, en un tramo de 2 metros adyacente a la zona de profundización, se tomó como referencia la calidad del macizo rocoso de una de las paredes, cuenta con 2 familias de diaclasas, en sentido transversal y está en relación directa con el sentido de orientación.

El ensayo in situ se lo realizó por no tener disponibilidad de testigos de perforación.

Tabla 3-4: Resultados RQD

RQD (%)	Calidad de la roca
< 25	MUY MALA
25 a 50	MALA
50 a 75	REGULAR
75 a 90	BUENA
90 a 100	EXCELENTE

Fuente: Elaboración propia

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

4.6.1. Clasificación geomecánica de Bienawski

Según la metodología de Richard Bienawski, se consolida en la tabla (4-4) la clasificación geomecánica, al realizar dicha clasificación se toma en cuenta todos los datos estructurales para su cálculo, dando como resultado según la tabla de clasificación, una roca de calidad Buena II, con un puntaje de 71.

Los datos estructurales de las familias de diaclasas que se encuentran en la sección de profundización son 2, la primera con inclinación de 63° con dirección de 168° Azimut, e intercepta con la segunda familia que tiene inclinación de 72° con dirección 170° Azimut

En la clasificación de Bienawski la sumatoria de los valores es 77 pero debido a la corrección por orientación de las discontinuidades se resta -6 por el sentido desfavorable de la excavación, es decir en el franqueo de piques el sentido de excavación es paralelo al buzamiento de las diaclasas, significa que es desfavorable, pues mientras avanza con el buzamiento de diaclasas, la inestabilidad está presente, es mucho mejor cuando el sentido de excavación es perpendicular al diaclasamiento.

Tabla 4-4: Parámetros de clasificación RMR

PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN								
Resistencia a la compresión simple (Mpa)	Ensayo de carga puntual	>10	10-4	4-2	2-1	Únicamente compresión simple		
	Compresión simple	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1
Puntaje		15	12	7	4	2	1	0
RQD (%)		100-90	90-75	75-50	50-25	<25		
Puntaje		20	17	13	6	3		
Separación entre diaclasas		>2	2-0,6	0,6-0,2	0,2-0,06	<0,06		
Puntaje		20	15	10	8	5		
Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad (m)	<1	1-3	3-10	10-20	>20		
	Puntaje	6	4	2	1	0		
	Abertura (mm)	0	<0,1	0,1-1,0	1-5	>5		
	Puntaje	6	4	2	1	0		
	Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Ligeramente Rugosa	Ondulada	Suave		
	Puntaje	6	5	3	1	0		
	Relleno	Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno blando <5mm	Relleno blando >5mm		
	Puntaje	6	4	2	2	0		
	Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
	Puntaje	6	5	3	1	0		
Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	<10lt/min	10-25 lt/min	25-100 lt/min	>125 lt/min		
	Relación: Presión de agua/tensión	0	0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5		
	Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
	Puntaje	15	10	7	4	0		

Fuente: Vallejo, L. 2002

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

4.7. Funcionalidad y dimensiones del pique a profundizar

4.7.1. Funcionalidad

El pique inclinado, al ser una labor de profundización su principal función será la de llegar a la cota 510 msnm, donde se encuentra las proyecciones de vetas que se han venido explotando desde los niveles superiores, así que por esta labor pasara el material extraído correspondiente a la profundización, al ser una labor de suma importancia para que la mina siga en funcionamiento se requiere que se lo realice en el menor tiempo posible. Además, al concluir la etapa de profundización esta labor será destinada a tener una función secundaria de servicio y acceso por donde el personal o maquinaria puede acceder a los niveles inferiores sin tener que descender exclusivamente por el pique principal desde el nivel 4.

MINA "EL PIQUE"

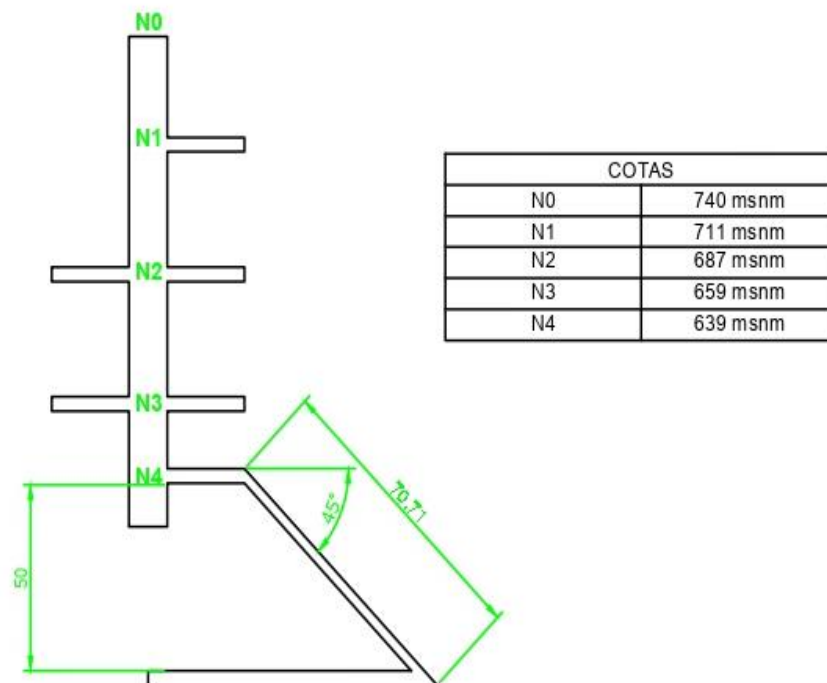


Figura 13-4: Vista transversal de mina El Pique

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

4.7.2. Dimensionamiento

Se optó por un pique inclinado adyacente al principal por el hecho que profundizar el pique vertical implica muchos factores que repercuten en el funcionamiento de la mina. Primero por seguridad se tendría que para las operaciones de extracción puesto que habría personal laborando en el fondo del pique, los cuales estarían en peligro de aplastamiento por las labores de carguío del skip principal. Y esto repercutiría en los ingresos de la mina por el hecho de que no habría producción de mineral.

Por otro lado, al profundizar el pique principal por métodos convencionales de perforación y voladura, el material arrancado quedaría compactado en el fondo de la labor por efecto de la gravedad dificultando el carguío de este.

Por estas razones se eligió un pique inclinado, adicional a esto se decidió por una inclinación de 45° por el hecho de optimizar la longitud de excavación, esto teniendo en cuenta que los equipos de izaje están dimensionados para tener mayor eficiencia con esta inclinación. Todo esto en función de la calidad del macizo rocoso el mismo que es muy fiable.

4.7.2.1. Selección de la forma

Una vez visto las ventajas y desventajas de las principales formas de sección transversal y teniendo en cuenta las condiciones geomecánicas del macizo donde se va a profundizar entre estas las condiciones más importantes a considerar como la calidad del macizo rocoso que presenta una calidad de muy buena al ser una roca competente y con pocas discontinuidades por la cual tendrá una mínima deformación, por otra parte el destino que tendrá esta estructura que será principalmente como labor de profundización para posteriormente pasar a ser una labor de servicio, siendo más conveniente la forma rectangular para tener mayor maniobrabilidad al pasar maquinaria o personal a los niveles inferiores, además en el caso de necesitar fortificación en alguna zona específica, esta forma de sección transversal al tener ángulos rectos se puede implementar cuadros de madera o metálicos a la par con el avance, aunque en este caso al tener una roca competente de dureza media se prevé el uso de fortificación puntual al encontrarse con una sección inestable en la labor según se vaya avanzando hacia la parte más baja de la labor.

Como se había mencionado esta labor se la debe realizar en el menor tiempo posible además de una baja inversión, por la cual las dimensiones del pique deben ser diseñadas para que exista un confort en los trabajadores y el suficiente espacio para la maquinaria sin que exista una sobre

excavación optimizando así el tiempo de laboreo y reduciendo costos en los diferentes ciclos operativos directamente relacionados con la profundización.

Por ello se ha previsto el uso de maquinaria de bajo perfil para optimizar el espacio en la labor, la maquinaria a usarse será las perforadoras manuales Jack leg al ser ideales para avance de labores con dimensiones medias a pequeñas con una gran maniobrabilidad en cuanto a ángulos de perforación.

Por otra parte, para el carguío de material se ha previsto el uso de un balde con dimensiones de 1 m³ por el mismo hecho de reducir el espacio de la labor, el mismo que será izado por un sistema de winche eléctrico de capacidad de 40 hp que tendrá la fuerza necesaria para izar el balde cargado el mismo que estará a 45° según el diseño de profundización.

Tabla 5-4: Dimensiones del pique inclinado.

DIMENSIONES DEL PIQUE INCLINADO	
Ancho:	1.7 m
Altura:	1.6 m
Inclinación:	45°
Longitud total de excavación:	70.71 m
Forma sección transversal:	Rectangular

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

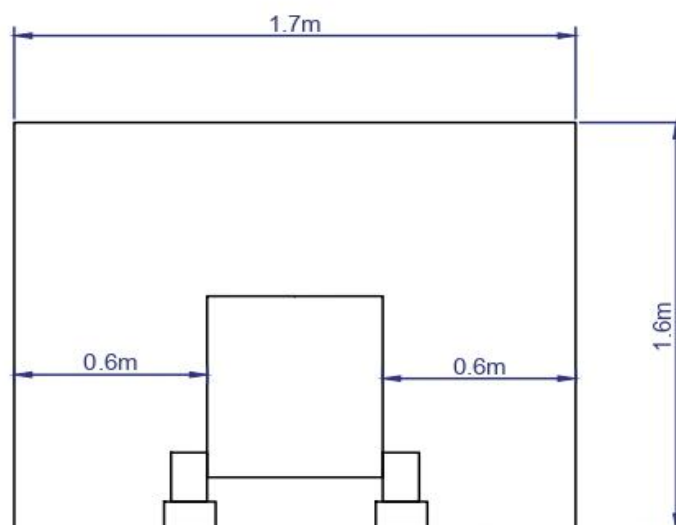


Figura 14-4: Vista en planta del pique inclinado

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

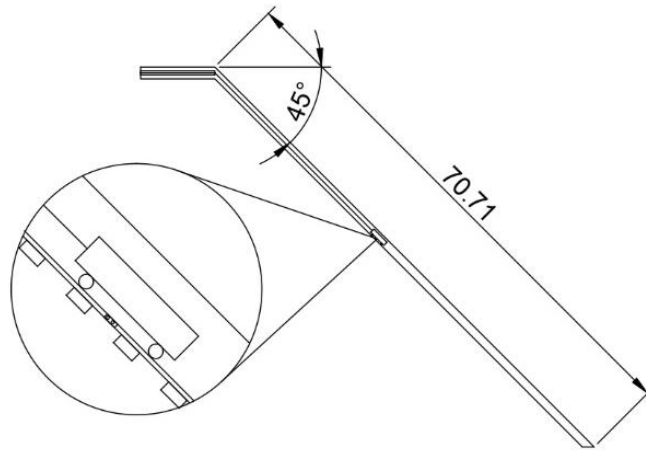


Figura 15-4: Vista transversal pique inclinando

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

4.8. Diseño de excavación con relación a los ciclos operativos

Para el cálculo de los ciclos de operativos es importante considerar los tiempos que toma realizar las actividades.

Se considera solo las actividades que son necesarias para profundización y no las de servicios permanentes, además no será necesario incluir el tiempo de ventilación, al estar en el último nivel las detonaciones de los explosivos se la realizan al final de los turnos del ciclo operativo y la ventilación se realiza en el tiempo del cambio de turno de los trabajadores, de la misma forma la fortificación no será necesaria según la puntuación del RMR Bienawski que denota la buena calidad de la roca.

4.8.1. Ciclo de perforación y voladura

A continuación, en la tabla (6-4) se detalla la aplicación del modelo matemático de Holmberg para la determinación de la malla de perforación, esta metodología fue escogida por las variables que toma en cuenta para desarrollar la malla de perforación, ya que se necesita una voladura controlada por la razón que el pique inclinado se realizara adyacente a la estructura del pique principal por ellos se necesita ciertas consideraciones para que dicha estructura no se vea comprometida.

Tabla 6-4: Datos iniciales para la determinación de la malla de perforación y voladura

DATOS GENERALES	
Tipo de labor:	Pique inclinado
Forma de la sección:	Rectangular
Valoración geomecánica:	RQD (85.5) <i>Calidad De Roca Buena</i> - RMR (71) <i>Tipo De Roca Clase II</i>
Tipo de roca:	Andesita
Densidad de la roca:	2.7 Tm/m ³
SECCIÓN DEL PIQUE	
Altura:	1.6 m
Ancho:	1.6 m
Radio:	-
Inclinación:	45°
DIMENSIONES / DIÁMETROS (BARRENOS Y BROCAS)	
Taladro de alivio Ø:	38 mm
Taladro de producción Ø:	38 mm
Desviación de perforación:	0.01 mm
Desviación de empuje:	0.02 mm
CARACTERÍSTICAS DE LOS EXPLOSIVO A UTILIZAR	
Tipo de explosivo:	Emulsen 5000x
Dimensiones:	25x150 mm
Calor explosión (Q ₃ ^o):	4.85 MJ/Kg
Volumen de gases STP:	0.921 m ³ /Kg
Densidad explosiva:	1140 kg/m ³ - 1.14gr/cm ³
Constante de roca:	0.2 - 0.4

Fuente: Elaboración propia

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

4.8.2. Cálculo del área de la sección del túnel (m²):

$$\text{Área} = (b * a)$$

$$\text{Área} = (1.7 * 1.6)$$

$$\underline{\text{Área (S)} = 2.7 \text{ m}^2}$$

- *Determinación del perímetro (m):*

$$P_{\text{Perímetro}} = (2b + 2a)$$

$$p = (1.7+1.7+1.6+1.6)$$

$$P_{\text{Perímetro}} = 6.6 \text{ m}$$

- *La potencia por peso del explosivo usado, relativa al (ammonium nitrate fuel oil) ANFO al LBF es:*

$$S_{lfb}^{exp} = \frac{5}{6} \times \frac{Q3}{Q3o} + \frac{1}{6} \times \frac{V}{Vo}$$

$$S_{lfb}^{exp} = \frac{5}{6} \times \frac{4.5}{4.85} + \frac{1}{6} \times \frac{0.85}{0.93}$$

$$S_{lfb}^{exp} = 1.09$$

Con los datos del explosivo a utilizar (Emulsen 5000x) se procede al cálculo con relación al ANFO para obtener una potencia relativa.

4.8.3. Cálculo de la densidad de carga del agente de voladura

$$q = 1200 \frac{kg}{m^3} * \frac{\pi * D^2}{4} * (10^{-6}) \frac{kg}{m}$$

Tabla 7-2: Densidad de carga del agente de voladura

(Ømm) (Cartucho)	(q) (Kg/m)	B (m)
25	0.59	0.17
32	0.97	0.21
38	1.36	0.25

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

4.8.4. Cálculo de avance

- *Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio (Ø₂):*

$$\Phi_2 = \Phi_1 * \sqrt{N}$$

$$\Phi_2 = 0.038 * \sqrt{3}$$

$$\Phi_2 = 0.066 \text{ m}$$

Se calcula el diámetro equivalente, Holmberg toma en cuenta un taladro de alivio, pero por lo general en labores pequeñas no se cuenta con herramientas para hacer un taladro de alivio de gran

diámetro por lo cual se realiza tres taladros de alivio con el mismo diámetro. La obtención del valor del taladro equivalente es utilizada para los demás cálculos que Holmberg toma en cuenta.

- *Longitud de barra efectiva según Holmberg.*

$$L = 0.15 + 34.1\phi_2 - 39.4 (\phi_2)^2$$

$$L = 0.15 + 34.1 (0.066) - 39.4 (0.066)^2$$

$$L = 2,2 \text{ m}$$

Se podría barrenar hasta 2.2 m, lo cual indica que los barrenos de 1.60 m usados en la mina El Pique, son adecuados para barrenar las mallas de voladura propuestas, entonces la longitud de barra efectiva sería:

$$L = 0.95 * H_{\text{Longitud de barra efectiva}}$$

$$L = 0.95 * 1.60$$

$$L = 1.52 \text{ m}$$

- *Con la siguiente ecuación determinamos la longitud el taco:*

$$L_{\text{Taco}} = (10 * \phi_0)$$

$$L_{\text{Taco}} = (10 * 0.038)$$

$$L_{\text{Taco}} = 0.38 \text{ m}$$

Para el taco se dejará 0.38 m, o para un trabajo practico 2/3 del taladro efectivo.

- *Determinación de la longitud de carga en los taladros de arranque (Lc):*

$$L_{\text{Carga}} = L - L_{\text{Taco}}$$

$$L_{\text{Carga}} = 1.52 - 0.38$$

$$L_{\text{Carga}} = 1.14 \text{ m}$$

- *Burden máximo*

$$B_{e \text{ Max}} = 1.7 * \phi_2$$

$$B_{e \text{ Max}} = 1.7 * 0.066$$

$$B_{e \text{ Max}} = 0.11 \text{ m}$$

- *Cálculo del error de perforación " Ψ ":*

$$\Psi = (\alpha * \beta * H)$$

$$\Psi = (0.02 * 0.01 * 1.6)$$

$$\Psi = 0.031 \text{ m}$$

Es el producto de todos los errores de perforación: empaque y emboquille, por la longitud de barra efectiva, que determina la cantidad de error total teórico que habrá y tenerlo en cuenta para la malla final.

- *Cálculo de la longitud de X_a y X_b .*

$$X_a = X_b = B_p$$

$$X_a = X_b = 0.091\text{m}$$

- *Cálculo del ancho de abertura " A_{ho} " de acuerdo con la siguiente ecuación:*

$$A_h(0) = \sqrt{X_a^2 + X_b^2}$$

$$A_h(0) = \sqrt{0.091^2 + 0.091^2}$$

$$A_h(0) = 0,13\text{ m}$$

Es el ancho de abertura teórico que dejara los taladros de alivio.

- *Cálculo de consumo específico de explosivos " $C.E.$ " formula modificada de Ashby:*

$$C.E. = \frac{0.56 * \rho_r * \text{TAN}\left(\frac{\text{RMR}+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-\text{RQD}}{3.3}}}$$

$$C.E. = \frac{0.56 * 2.7 * \text{TAN}\left(\frac{76+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-85.5}{3.3}}}$$

$$C.E. = 0.70\text{ kg/m}^3$$

Es el valor del material explosivo necesario para arrancar 1m³ de roca.

- *Determinación de la constante de roca " C " Suecia*

$$C = 0.8784 (C.E.) + 0.052$$

$$C = 0.8784 (0.70) + 0.052$$

$$C = 0.67\text{ kg/m}^3$$

Consumo específico de explosivos en el arranque tomada en cuenta por Holmberg.

4.8.5. Cálculos para el diseño de arranque con cuatro secciones

4.8.5.1. Sección A

Primer cuadrante

- Burden máximo

$$B_{\text{Max } 2} = 0.088 * \left(\sqrt{\frac{A_{h1} * q_0 * RWS_{\text{Anfo}}}{\phi_0 * C}} \right)$$

$$B_{\text{Max } 2} = 0.088 * \left(\sqrt{\frac{0.13 * 0.59 * 1.09}{0.038 * 0.67}} \right)$$

$$B_{\text{Max } 2} = 0.19 \text{ m}$$

- Cálculo de burden práctico (B_p)

$$B_p = B_{e \text{ Max.}} - \Psi$$

$$B_p = 0.16 - 0.031$$

$$B_p = 0.16 \text{ m}$$

Es el resultado del burden a utilizarse teniendo en cuenta los errores de perforación para hacer la corrección de este.

- Cálculo de la densidad de carga en el arranque " q_1 ":

$$q_1 = 55 * \phi_1 * \left(\frac{B_e}{\phi_2} \right)^{1.5} * \left(B_e - \frac{\phi_2}{2} \right) * \left(\frac{C}{0.4} \right) * \left(\frac{1}{RWS_{\text{Anfo}}} \right)$$

$$q_1 = 55 * 0.038 * \left(\frac{0.16}{0.066} \right)^{1.5} * \left(0.11 - \frac{0.066}{2} \right) * \left(\frac{0.702}{0.4} \right) * \left(\frac{1}{1.09} \right)$$

$$q_1 = 0.59 \text{ kg/m}$$

La densidad de carga que tendrá los barrenos de corte en el primer cuadrángulo.

Segundo cuadrante

- Cálculo de ancho de abertura en el primer cuadrante a_2 :

$$a_2 = (B_m) * \sqrt{2}$$

$$a_2 = (0.19) * \sqrt{2}$$

$$a_2 = 0.26 \text{ m}$$

- *Burden máximo*

$$B_{Max 2} = 0.088 * \left(\sqrt{\frac{Ah_1 * q_0 * RWS_{Anfo}}{\emptyset_0 * C}} \right)$$

$$B_{Max 2} = 0.088 * \left(\sqrt{\frac{0.26 * 0.59 * 1.09}{0.38 * 0.67}} \right)$$

$$B_{Max 2} = 0.25 \text{ m}$$

(Ømm) (Cartucho)	(q) (Kg/m)
25	0.59

- *Burden práctico (B_p)*

$$B_2 = (B_{em} - \Psi)$$

$$B_2 = (0.25 - 0.031)$$

$$B_2 = 0.22 \text{ m}$$

- *Cálculo de ancho de abertura en el cuadrante ah 2:*

$$Ah_2 = \sqrt{2} * \left(B_p + \frac{a^2}{2} \right)$$

$$Ah_2 = \sqrt{2} * \left(0.22 + \frac{0.26}{2} \right)$$

$$\square h_2 = 0.50 \text{ m}$$

Tercer Cuadrante

- *Cálculo de ancho de abertura en el tercer cuadrante a3:*

$$a_3 = (B) * \sqrt{2}$$

$$a_3 = (0.25) * \sqrt{2}$$

$$a_3 = 0.36 \text{ m}$$

- *Burden máximo*

$$B_{Max 3} = 0.088 * \left(\sqrt{\frac{a_3 * q_0 * RWS_{Anfo}}{\emptyset_0 * C}} \right)$$

$$B_{Max 3} = 0.088 * \left(\sqrt{\frac{0.70 * 0.59 * 1.09}{0.38 * 0.67}} \right)$$

$$B_{Max 3} = 0.30 \text{ m}$$

- *Burden práctico (B_p)*

$$B_{p3} = (B_{em} - \Psi)$$

$$B_{p3} = (0.30 - 0.031)$$

$$Bp3 = 0.27m$$

- *Cálculo de ancho de abertura en el tercer cuadrante Ah3:*

$$Ah3 = \sqrt{2} * (Bp + \frac{ah3}{2})$$

$$ah2 = \sqrt{2} * (0.27 + \frac{0.70}{2})$$

$$\square h2 = 0.87m$$

Cuarto Cuadrante

- *Cálculo de ancho de abertura en el cuarto cuadrante a4:*

$$a4 = (Bm) * \sqrt{2}$$

$$a4 = (0.30) * \sqrt{2}$$

$$\underline{a4 = 0.42m}$$

- *Burden máximo*

$$B_{Max 2} = 0.088 * (\sqrt{\frac{a4 * q0 * RWS_{Anfo}}{\phi_0 * C}})$$

$$B_{Max 2} = 0.088 * (\sqrt{\frac{0.42 * 0.59 * 1.09}{0.38 * 0.67}})$$

$$B_{Max 2} = 0.33 m$$

- *Burden práctico (Bp)*

$$B3 = (Bem - \Psi)$$

$$B3 = (0.33 - 0.031)$$

$$B3 = 0.30m$$

- *Cálculo de ancho de abertura en el cuarto cuadrante ah 4:*

$$ah4 = \sqrt{2} * (Bp + \frac{a3}{2})$$

$$ah4 = \sqrt{2} * (0.30 + \frac{0.42}{2})$$

$$ah4 = 0.72m$$

4.8.6. Cálculos para taladros de hastiales o paredes

$$B_{hast.} = 0.9 * (\sqrt{\frac{q0 * RWS_{Anfo}}{C' * f * (\frac{S}{B})}})$$

$$B_{\text{hast.}} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{0.558 * 1.09}{0.4 * 1.45 * 1.25}} \right)$$

$$B_{\text{Max hast.}} = 0.31 \text{ m}$$

- *Determinación, espaciamento de los taladros hastiales:*

$$S_{\text{Tal. Hast.}} = 0.3345 * H_{\text{Disp.tal. Hast.}}$$

$$S_{\text{Tal. Hast.}} = 0.3345 * 1.6.$$

$$S_{\text{Tal. Hast.}} = 0.54 \text{ m}$$

- *Para el número de taladros para los hastiales se calcula con la siguiente ecuación*

$$N_{\text{Tal. hast.}} = \left(\frac{H_{\text{Disp. hast.}}}{S/B} \right) + 2$$

$$N_{\text{Tal. hast.}} = \left(\frac{1.6}{1.25} \right) + 2$$

$$N_{\text{Tal. hast.}} = 3.3 = 3 \text{ unidades}$$

- *Cálculo de ancho de abertura de hastiales*

$$Ah_{\text{Hastiales.}} = H_{\text{Disp. hast.}}$$

$$Ah_{\text{Hastiales.}} = 1.6 \text{ m}$$

- *Cálculo de la densidad de carga (q_7) en los taladros de hastiales*

$$q_{\text{Tal. hastiales.}} = \frac{32.3 * \emptyset_0 * C' * B_{\text{Max. Arrastre}}}{RWS_{\text{Anfo}} * \text{sen} \left(\arctg \left(\frac{Ah_{\text{Arrastre}}}{2 * B_{\text{Max. Arrastre}}} \right)^{1.5} \right)}$$

$$q_{\text{Tal. Hastiales.}} = \frac{32.3 * 0.038 * 0.4 * 0.29}{1.05 * \text{sen} \left(\arctg \left(\frac{1.7}{2 * 0.29} \right)^{1.5} \right)}$$

$$q_{\text{Tal. hastiales.}} = 0.558 \text{ kg/m}$$

4.8.7. Cálculos para taladros de arrastre o piso

- *Cálculo de burden máximo para taladros de arrastre o piso.*

$$B_{\text{hast.}} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{Anfo}}}{C' * f * \left(\frac{S}{B} \right)}} \right)$$

$$B_{\text{hast.}} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{0.558 * 1.09}{0.4 * 1.45 * 1}} \right)$$

$$B_{\text{Max hast.}} = 0.29 \text{ m}$$

- Cálculo del número de taladros en arrastre o piso

$$N_{\text{Tal. Arrastre}} = \left(\frac{A_{\text{Túnel}} + 2L * \text{sen}(\gamma)}{B_{\text{Max. arrast.}} * S/B} \right) + 2$$

$$N_{\text{Tal. Arrastre}} = \left(\frac{1.7 + 2 * 1.6 * \text{sen}(3)}{0.31 * 1} \right) + 2$$

$$N_{\text{Tal. Arrastre}} = 4 \text{ unidades}$$

- Cálculo de ancho de abertura de arrastre

$$Ah_{\text{Hastiales}} = H_{\text{Disp. hast.}}$$

$$Ah_{\text{Hastiales}} = 1.7 \text{ m}$$

- Cálculo de la densidad de carga (q0) en los taladros de arrastre

$$q_{\text{Tal. Arrastre}} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{Max. Arrastre}}}{RWS_{\text{Anfo}} * \text{sen} \left(\arctg \left(\frac{Ah_{\text{Arrastre}}}{2 * B_{\text{Max. Arrastre}}} \right)^{1.5} \right)}$$

$$q_{\text{Tal. Arrastre}} = \frac{32.3 * 0.038 * 0.4 * 0.29}{1.05 * \text{sen} \left(\arctg \left(\frac{1.7}{2 * 0.29} \right)^{1.5} \right)}$$

$$q_{\text{Tal. Arrastre}} = 0.558 \text{ kg/m}$$

4.9. Resumen de malla de perforación

Tabla 8-4: Resultado malla de perforación

Resumen de cálculos de diseño									
Descripción	Burden	Espacia miento	Número de taladros		Densidad de carga lineal	cartucho/tal	kg/ taladro	Emulsen 5000v	Anfo kg
			Sin carga	Carga dos					
Taladros de alivio			3						
Primer cuadrante	0.16	0.28		4	0.59	4	0.64	4	2.70
Segundo cuadrante	0.22	0.50		4	0.59	4	0.64	4	2.70
Tercer cuadrante	0.27	0.87		4	0.59	4	0.64	4	2.70
Cuarto cuadrante	0.30	0.72		4	0.59	4	0.64	4	2.70
Hastiales	0.28	0.40		6	0.56	6	0.63	6	3.36
Arrastre	0.38	0.59		8	0.56	8	0.63	8	3.36
Total, taladros perforados	33		3	30					
Total, de explosivos								4.34	17.5 2
Total, explosivos (kg)									21.8 6

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

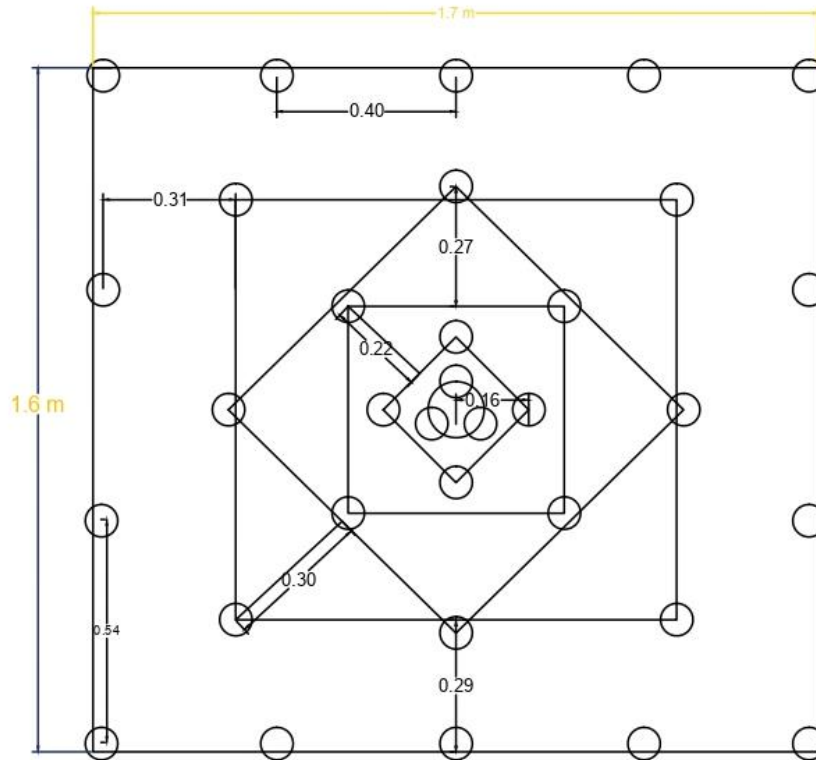


Figura 16-4: Resultado malla metodología Holmberg

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

4.10. Esquema de iniciación

Para esta labor se pretende emplear un sistema detonador no eléctrico de retardos cortos de manera que se garantiza altos rendimientos en la voladura. El uso de micro retardos ayuda a controlar la salida de los barrenos detonados lo cual disminuye el efecto sísmico; además, mejora el grado de fragmentación de la roca debido a que, en el momento de la detonación, hace que la roca se proyecte y golpee entre si en intervalos mínimos de tiempo, aumentando así el rendimiento de los trabajos posteriores ala voladura, el esquema de iniciación se detalla en la Tabla (8-4)

Tabla 9-4: Secuencia de disparo y tiempo total de voladura

Ubicación	Nº de barrenos	Número de retardo	Orden de salida	Tiempo de retardo Serie ICE en (ms)
Primer cuadrante	4	1	1	25
		3	2	100
		5	3	200
		7	4	300
Segundo cuadrante	4	9	5	400
		11	6	500
Tercer cuadrante	4	13	7	600
		15	8	700
Cuarto cuadrante	4	17	9	800
		19	10	900
Contorno (hastiales y arrastre)	14	21	11	1000
Total	30			

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

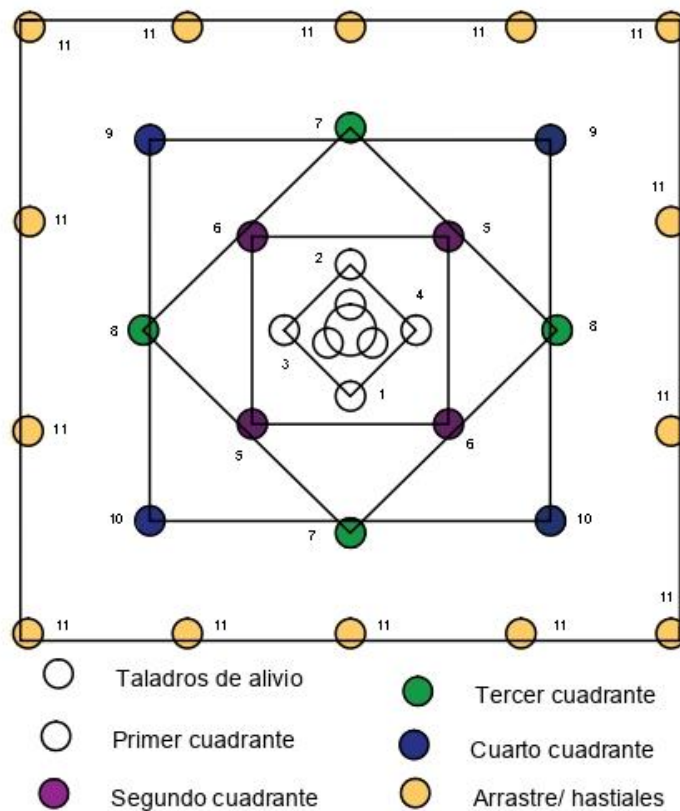


Figura 17-4: Esquema de iniciación de voladura

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

4.11. Cálculo del consumo de útiles de perforación

- Longitud del pique a excavar: 70.71 m
- Longitud de pique donde se perforará para la colocación de mangueras agua/aire: 1.5 m
- Sección óptima del pique: 2.72 m²
- Profundidad del barreno: 1.60 m
- Número de barrenos por disparo: 33

4.11.1. Descripción de los aceros de perforación

- Broca de botones de 38 mm
- Barra hexagonal de inserción cónica
- Número total de metros a perforar = $(70.71 / 1.60) (1.60 * 33) = 2333.43 \text{ m}$
- Considerándose una sobre perforación de 5%, tenemos: **116.67**
- Número de metros a perforar = $2333.43 + 116.67 = 2450.10 \text{ m}$

De acuerdo con el diseño de profundización del pique, se dispondrá cada 1.5m de barrenos laterales de 0.5 m para la colocación de mangueras de agua, aire y otros servicios.

$$N^{\circ} = 70.71 \div 1.5 = 47.14 \cong 47 \text{ secciones} * 0.5\text{m} = 23.50 \text{ m}$$

Número total de metros a perforar $2450.10 + 23.50 = 2473.60 \text{ m}$

Tabla 10-4: Vida útil media útiles de perforación

Útiles de perforación	Vida útil media
Brocas de botones 38 mm	400 m perforados
Barra hexagonal de inserción cónica	300 m perforados

Fuente: Andrade, 2014, p. 239.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

4.11.1.1. Consumo

- Brocas de botones 38 mm:

$$N^{\circ} = \frac{\text{metros perforados}}{\text{vida util}}$$

$$N^{\circ} = \frac{2473.60}{400}$$

$$N^{\circ} = 6.18 \cong 6 \text{ brocas}$$

Nota: se debe considerar brocas de repuesto en caso del algún imprevisto.

- Barra hexagonal de inserción cónica:

$$N^{\circ} = \frac{\text{metros perforados}}{\text{vida util}}$$

$$N^{\circ} = \frac{2473.60}{300}$$

$$N^{\circ} = 8.25 \cong 8 \text{ barrenas hexagonales}$$

Nota: se debe considerar barrenos de repuesto en caso del algún imprevisto.

4.11.2. Ciclo de transporte y diseño de sistema de izaje

El pique inclinado consta de 71 metros, por lo que se ajusta la velocidad al diseño del sistema de transporte del material, por lo tanto, la velocidad máxima empleada en el Pique será 2.5 m/s y la velocidad media que se ha empleado para los cálculos es 0.7m/s.

$$V_{\text{máx}} = 2.5 \text{ m/s}$$

$$V_{\text{med}} = 0.7 \text{ m/s}$$

- Potencia requerida para acelerar el sistema (P1)

$$HP = \frac{TSL \cdot V^2}{ta} \text{ KW}$$

$$TSL = EEW + SL + SW + R$$

$$EEW = 3 \text{ kg}$$

$$SL = 400 \text{ kg}$$

$$SW = 105.75 \text{ kg}$$

$$R = 13.88 \text{ kg}$$

$$ta = 10.96$$

$$TSL = 522.634 \text{ kg}$$

$$HP = 26.80 \text{ Kw}$$

$$\text{Potencia} = 20\text{hp}$$

Tabla 11-4: Sistema guía para el izaje

DIMENSIÓN	LARGO	PESO (Kg)
Riel de 12 kg	6 metros	72
Riel de 15 kg	6 metros	90
Riel de 22 kg	6 metros	132

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

Se ha propuesto usar rieles de 12 kg y 6 metros de largo para el sistema de guiado, dispuestos en perfiles de madera eucalipto por cada metro de guía.

4.11.3. Ciclo de ventilación

Para el cálculo del caudal de aire requerido se ha tomado en consideración número de personas expuestas, la duración de las labores, el tipo de maquinaria de combustión interna, las emanaciones naturales de las minas, y las secciones de las galerías. Para ventilar esta labor se usará un sistema auxiliar impelente, el compresor central será el que provea del caudal necesario para la ventilación.

Tabla 12-4: Datos iniciales para la ventilación auxiliar

Número de trabajadores por turno:	15
Numero equipos diésel por turno (hp):	0
Superficie transversal:	2.7 m ²
Longitud aproximada:	70.71 m
Altura de la mina (msnm):	730 msnm
Consumo de explosivo:	21.86 kg
Temperatura mina:	> 24°C
Velocidad del aire:	30 m/min
Disposición de equipos y factor de utilización:	Se desprecia estos valores

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

No se ha tomado en cuenta el factor por uso de madera ya que la labor se la realiza en una roca de buena calidad donde no requerirá de fortificación de madera, además la disposición de equipos y factor de utilización se despreciará al ser una sección pequeña. Los diferentes trabajos se realizarán con maquinaria neumática por lo que se omitirá el cálculo del caudal según el número de motores diésel.

- Caudal de aire según el número de trabajadores

Se tendrá en cuenta 15 trabajadores incluidos (Ing. en minas, Cap. Mina, perforista, ayudante, obreros, enmaderadores). Se tomará el valor de tres obreros ya que será el número máximo de personas que pueden estar frente de la labor.

$$Q_{tr} = n^{\circ} \text{trabajadores} \times \text{caudal requerido por altura de mina}$$

$$Q_{tr} = 3 \times 3 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

$$Q_{tr} = 9 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

- Caudal respecto al consumo de explosivo

$$Q_{ex} = 16.67 \times \text{masa de explosivo utilizado}$$

$$Q_{ex} = 16.67 \frac{\text{m}^3}{\text{min}} \times 21.88$$

$$Q_{ex} = 364.74 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

- Caudal según el área de la labor

$$QA = \text{area del la labor} \times \text{velocidad requerida en funcion de la temperatura}$$

$$Q_{Al} = 2.7 \times 30$$

$$Q_{Al} = 81 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

- Requerimiento de aire total (Q_{To})

$$Q_{To} = Q_{T1} + Q_{Fu}$$

Q_{T1} = sumatoria de los caudales en los diferentes escenarios.

$$Q_{T1} = 9 \frac{\text{m}^3}{\text{min}} + 364.74 \frac{\text{m}^3}{\text{min}} + 81 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

$$Q_{T1} = 454.74 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

Q_{Fu} = es el caudal referente a las fugas en las diferentes uniones, teóricamente será el 15% de Q_{T1} .

$$Q_{Fu} = 15\% (Q_{T1}) = 68.21 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

$$Q_{To} = 454.74 + 68.21$$

$$Q_{To} = 522.95 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

Se requerirá un caudal de $522.95 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$, teniendo en cuenta el número de obreros, cantidad de material explosivo utilizado, el área de la sección y la velocidad mínima que está dado por la profundidad de la labor y la temperatura de este. Se propone una ventilación auxiliar impelente según la normativa de seguridad y salud en el ámbito minero, colocada al frente de la labor para una mejor evacuación del aire mina.

4.11.4. Ciclo de fortificación.

Como se mencionó en los capítulos anteriores la fortificación responde a los resultados de la valorización geomecánica de Bienawski donde relaciona el tipo de roca con la fortificación requerida.

Al contar con una puntuación de 71 en la metodología de Bienawski se obtiene como resultado una roca tipo II Buena, se recomienda usar la fortificación según la Tabla (2-3)

Tabla 13-4: Resultados de fortificación en relación con caracterización geomecánica

Clase	RMR	Excavación (PASE)	Sostenimiento		
			Bulones (long. m)	Hormigón proyectado	Cerchas metálicas
II Buena	61-80	Sección completa (1-1.5m). Sostenimiento terminado a 20 m del avance	Localmente en clave. L=3M Espaciados a 2.5 m con mallazo ocasional.	50 mm en clave donde sea necesario	No necesaria

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

Como elemento de fortificación se deberá tener en consideración los bulones o Split set los mismos que tendrán longitudes máximas de 1.52 m en relación con la perforación efectiva de los barrenos a utilizar en la perforación. Los mismos que serán ubicados localmente en clave, esto quiere decir que se los colocara en lugares donde se encuentre con fracturas locales a medida que avance la excavación. De ser el caso deberán ser acompañadas con una malla electrosoldada si las condiciones presentan desmoronamiento constante. En cuanto al hormigón proyectado y cerchas metálicas no se le ve necesario su utilización por la interpretación del resultado que está en la mitad del intervalo de la clase de roca tipo II (71 puntos)

4.11.5. Ciclo de drenaje

El sistema de drenaje está en función del caudal de agua que se acumula en el frente de avance, producto de las actividades de la labor y de la escorrentía subterránea, como se había mencionado en el capítulo III en el subtítulo (3.4.5) se menciona el uso de bomba de centrífuga sumergible, para realizar la extracción del agua.

La bomba es depositada en un lugar estratégico al final del pique, con el fin de evitar la succión de detritus y obstruyan las cañerías.

La bomba de extracción a proponer es una de marca HCP con capacidad de 500 G/min como máxima capacidad, es capaz de extraer sólidos de hasta 3". La bomba funciona con motor eléctrico de 3.7/5 HP. Cabe recalcar que el uso de esta máquina se emplea cuando exista mayor acumulación de agua por las diferentes recargas en el nivel.

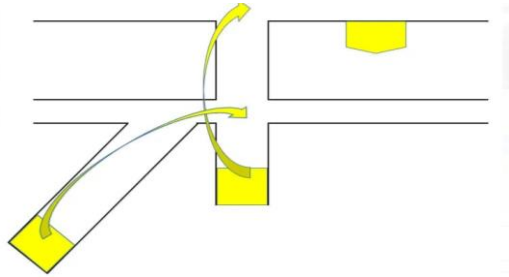


Figura 18-4: Esquema de sistema de drenaje

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

4.12. Análisis de costos

Para la realización el análisis de costos se consideró costos en función s los ciclos operativos, de esta manera se ha podido hacer una lista de los elementos que componen cada ciclo y sus precios, entre lo principal se realizó un listado de recursos humanos, que tienen relación directa con la profundización del pique.

Según Andrade. en su trabajo de tesis de ingeniería capitulo seis pagina 237 detalla el salario nominal, más beneficios sociales del personal obrero que labore jornadas completas con una incidencia en la ejecución del proyecto, así como el salario nominal más beneficios sociales del personal técnico de supervisión.

Tabla 14-4: Recursos Humanos

Operación	Recursos Humanos	Trabajadores
Jefe de mina	Ingeniero en Minas	1
Capitán de mina	Técnico en minería	1
Perforación y voladura	Perforista y ayudante perforista	2
Sostenimiento	Enmaderador y ayudante	3
Rieles	Rielero y ayudantes	3
Carga del material	Paleros	2
Extracción de material	Operador de winche	1
Descargue del material	Obrero	1
Transporte de material	Tolva	1
Winche del pique	Operador de winche	1
Total	16	

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

Tabla 15-4: Costo por mano de obra

FUNCIÓN	SALARIO NOMINAL (\$/mes)	FACTOR REAL DE PAGO	SALARIO REAL (\$/mes)
Ingeniero en Minas	1500	1.65	2470.59
Supervisor de proyecto	1500	1.65	2470.59
Técnico Electricista	900	1.70	1530.37
Perforista	792	1.71	1352.6
Ayudante de perforación	704	1.70	1200.01
Obrero	720	1.61	1156.76
Jefe de enmaderación	1200	1.68	2019.61
Ayudante de enmaderación	768	1.60	1227.55
Buzonero	768	1.60	1227.55
Winchero	433	1.83	791.84
Conductor de volqueta	433	1.83	791.84
		Total	15447.47

Fuente: Andrade, 2014, p. 239.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

4.12.1. Costo por elementos de Seguridad EPP

Se incluye el costo para elementos de seguridad personal, y para el cálculo se establece el valor unitario y se relaciona con la vida útil del elemento para obtener el costo por día.

Tabla 16-4: Costos de Elementos de Protección Personal

DESCRIPCIÓN DEL EPP	Precio Unitario \$	Vida útil meses	Costo Diario (\$/día)	Costo Horario (\$/h)
Casco	10.11	10	0.03	0.0042
Guantes	5.06	0.5	0.33	0.0416
Respirador	20.7	6	0.11	0.0142
Filtros 6003	15.99	1	0.53	0.0657
Protección del retenedor	1	6	0.01	0.0007
Lámpara unipersonal	71.99	12	0.2	0.0247
Chaleco reflectivo	4	2	0.07	0.0027
Botas	19.32	10	0.06	0.0079
Tapón de oídos 3M	1.67	1	0.05	0.0069
Costo hora por EPP				0.1686

Fuente: Andrade, 2014, p. 240.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

4.12.2. Costo horario de Maquinaria y Equipos

El costo de la maquinaria y equipos se lo obtiene a partir del precio de cada equipo en función de su vida útil para calcular el precio por hora o precio por jornada

Tabla 17-4: Costos de maquinaria y útiles de perforación y tiempo útil

Equipos de perforación	Precio	Vida útil
Martillo perforador	991.2	6 meses
Barreno	108.64	9 días (1300 m)
Broca	30.24	5,5 días (800 m)
Motor winche pique inclinado	1500	indefinido
Bomba hidráulica 3 in	2500	indefinido

Fuente: Andrade, 2014, pp. 239-241.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

Cuando se utiliza maquinaria muy delicada que represente una parte fundamental de la inversión realizada por la empresa para la ejecución del proyecto, es recomendable contar con un análisis detallado sobre su uso y recuperación de inversión a través del costo horario, dentro de los campos de cargos fijos, consumos y operación, considerando en el primero de ellos la depreciación, inversión, seguro y mantenimiento.

Tabla 18-4: Costo por hora Maquinaria pesada

Maquinaria	Costo \$/h
Compresor eléctrico SULLAIR TS-32-250	17.55
Winche pique inclinado	10.00
Bomba neumática de 3 pulg.	2.00
Perforadora Jack leg y27	18.34

Fuente: Andrade, 2014, pp. 239-241.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

4.12.2.1. Compresor eléctrico SULLAIR TS-32-250 (\$/h)

- Datos maquinaria

Tabla 19-4: Datos Maquinaria compresor eléctrico SULLAIR TS-32-250

Potencia	250 HP
Tipo de energía	Eléctrica
Valor original (Vo)	\$ 180000
Valor residual (Vr)	\$72000
Valor a depreciar (Vd)	\$108000
Neumáticos:	
Precio:	-
Vida Útil:	-
Aditamentos de recambio:	
Precio:	\$1000
Vida Útil:	1000 h
Condiciones de utilización:	0.8
(Vu):	87600 h
Vida útil (n):	10 años
Interés anual por capital (i):	8.17 %
Seguros (S):	2%

Fuente: Andrade, 2014, pp. 239-241.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

- Costo de propiedad

$$\text{Depreciación: } \frac{Vd}{Vu} = \frac{108000}{87600} = 0.12 \text{ \$/h}$$

$$\text{Costo capital: } CC = \frac{I.MA*i}{2000} = \frac{59400*8.17\%}{2000} = 2.43 \text{ \$/h}$$

$$\text{Ingreso marginal (IMA)} = \frac{Vd * (n + 1)}{2n} = \frac{108000(10 + 1)}{2 * 10} = 59400$$

$$\text{Costo de seguro: } Cs = \frac{I.MA*i}{2000} = \frac{59400*2\%}{2000} = 0.59 \text{ \$/h}$$

$$\text{Total, costo de propiedad: } \quad \mathbf{3.14 \text{ \$/h}}$$

- Costo de funcionamiento - Costo de energía

- Eléctrica

$$\text{Eléctrica} = kwh * \frac{\$}{kwh} = 186.43 * 0.1185 = 22.09 * 0.10 = \mathbf{2.21 \$/h}$$

- Aceites y lubricantes:

$$\text{Para motor diésel} = 0.33 * \text{costo combustible} = 0 \$/h$$

$$\text{Filtros y grasas} = 0.2 * \text{costos lubricantes} = 0 \$/h$$

- Costos neumáticos:

$$\text{Costos neumáticos} = \frac{1.1 * \text{precio set}}{Vu - \text{set}} = \frac{1.1 * 0}{0} = 0 \$/h$$

- Costos mantenimiento:

$$\text{Costos mantenimiento} = \frac{fc * Vd}{Vu} = \frac{0.8 * 108000}{87600} = \mathbf{0.99 \$/h}$$

- Costos refacciones:

$$\text{Costos refacciones} = \frac{\text{Precio piezas}}{Vu - \text{piesas}} = \frac{1000}{1000} = \mathbf{1 \$/h}$$

- Costos operador:

$$\text{Costos operador} = \frac{\$}{h} * FR = 0 * 0 = 0 \$/h$$

- Costo total de operación

$$\text{Total, costo de operación: } 4.20 \$/h$$

$$\text{Costo total parcial} = 3.14 + 4.20 = 7.34 \$/h$$

- Gastos generales

$$\text{Gastos generales} = 10\% * (C \text{ propiedad} + C \text{ operación}) = 0.1 * 7.34 = 0.73 \$/h$$

- Costo total unitario

$$\text{Costo total unitario} = 7.34 + 0.73 = \mathbf{8.07 \$/h}$$

4.12.2.2. Winche pique inclinado - KTJ1-YZR (\$/h)

- Datos maquinaria

Tabla 20-4: Datos Maquinaria Winche pique inclinado - KTJ1-YZR

Potencia	20 HP
Tipo de energía	Eléctrica
Valor original (Vo)	\$ 1500
Valor residual (Vr)	\$730
Valor a depreciar (Vd)	\$780
Neumáticos:	

Precio:	-
Vida Útil:	-
Aditamentos de recambio:	
Precio:	\$1000
Vida Útil:	1000 h
Condiciones de utilización:	0.8
(Vu):	(Vu):
Vida útil	8 años
Interés anual por capital (i):	8.17 %
Seguros (S):	2%

Fuente: Andrade, 2014, pp. 239-241.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

- *Costo de propiedad*

$$\text{Depreciación: } \frac{Vd}{Vu} = \frac{780}{70080} = 0.01 \text{ \$/h}$$

$$\text{Costo capital: } CC = \frac{I.MA \cdot i}{2000} = \frac{536.25 \cdot 8.17\%}{2000} = 0.02 \text{ \$/h}$$

$$IMA = \frac{Vd \cdot (n + 1)}{2n} = \frac{780(10 + 1)}{2 \cdot 8} = 536.25$$

Costo de seguro: Despreciable

Total, costo de propiedad: 0.03 \\$/h

- *Costo de funcionamiento - Costo de energía*

- Eléctrica

$$\text{Eléctrica} = kwh * \frac{\$}{kwh} = 14.91 * 0.1185 = \mathbf{1.77\$/h}$$

- Aceites y lubricantes:

$$\text{Para motor diésel} = 0.33 * \text{costo combustible} = 0\$/h$$

$$\text{Filtros y grasas} = 0.2 * \text{costos lubricantes} = 0 \text{ \$/h}$$

- Costos neumáticos:

$$\text{Costos neumáticos} = \frac{1.1 * \text{precio set}}{Vu - \text{set}} = \frac{1.1 * 0}{0} = 0 \text{ \$/h}$$

- Costos mantenimiento:

$$\text{Costos mantenimiento} = \frac{fc * Vd}{Vu} = \frac{0.8 * 780}{70080} = \text{depreciable \$/h}$$

- Costos refacciones:

$$\text{Costos refacción} = \frac{\text{Precio piezas}}{Vu - \text{piezas}} = \frac{1000}{1000} = 1 \text{ \$/h}$$

- Costos operador

$$\text{Costos operador:} = \frac{\$}{h} * FR = 3.26 * 1.83 = 5.97 \$/h$$

- Total costo de operación

$$\text{Total, costo de operación:} \quad 8.74 \$/h$$

$$\text{Costo total parcial} = 0.03 + 8.74 = 8.77 \$/h$$

- Gastos generales:

$$\text{Gastos generales} = 10\% * (\text{C propiedad} + \text{C operación}) = 0.1 * 8.77 = 0.87 \$/h$$

- Costo total unitario

$$\text{Costo total unitario} = 8.77 + 0.87 = 9.65 \$/h$$

4.12.2.3. Bomba sumergible AUDEX AL 2-150 (\$/h)

- Datos maquinaria

Tabla 21-4: Datos Maquinaria Bomba sumergible AUDEX AL 2-150

Potencia	5 HP
Tipo de energía	Eléctrica
Valor original (Vo)	\$ 2500
Valor residual (Vr)	\$927
Valor a depreciar (Vd)	\$1573
Neumáticos:	
Precio:	-
Vida Útil:	-
Aditamentos de recambio:	
Precio:	\$1000
Vida Útil:	1000 h
Condiciones de utilización:	1.1
(Vu):	43800 h
Vida útil	5 años
Interés anual por capital (i):	8.17 %
Seguros (S):	2%

Fuente: Andrade, 2014, pp. 239-241.

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

- *Costo de propiedad*

$$\text{Depreciación: } \frac{Vd}{Vu} = \frac{1573}{43800} = 0.04 \text{ \$/h}$$

$$\text{Costo capital: } CC = \frac{I.MA \cdot i}{2000} = \frac{943.8 \cdot 8.17\%}{2000} = 0.04 \text{ \$/h}$$

$$IMA = \frac{Vd \cdot (n + 1)}{2n} = \frac{1573(5 + 1)}{2 \cdot 5} = 943.8$$

$$\text{Costo de seguro: } Cs = \frac{I.MA \cdot i}{2000} = \frac{943.8 \cdot 2\%}{2000} = 0.01 \text{ \$/h}$$

$$\text{Total, costo de propiedad: } 0.09 \text{ \$/h}$$

- *Costo de funcionamiento- costo de energía:*

- Eléctrica

$$\text{Eléctrica} = \text{kwh} \cdot \frac{\$}{\text{kwh}} = 3.73 \cdot 0.1185 = \mathbf{0.44 \text{ \$/h}}$$

- Aceites y lubricantes:

$$\text{Para motor diésel} = 0.33 \cdot \text{costo combustible} = 0 \text{ \$/h}$$

$$\text{Filtros y grasas} = 0.2 \cdot \text{costos lubricantes} = 0 \text{ \$/h}$$

- Costos neumáticos:

$$\text{Costos neumáticos} = \frac{1.1 \cdot \text{precio set}}{Vu - \text{set}} = \frac{1.1 \cdot 0}{0} = 0 \text{ \$/h}$$

- Costos mantenimiento:

$$\text{Costos mantenimiento} = \frac{fc \cdot Vd}{Vu} = \frac{1.1 \cdot 1573}{43800} = \mathbf{0.04 \text{ \$/h}}$$

- Costos refacciones:

$$\text{Costos refacciones} = \frac{\text{Precio piezas}}{Vu - \text{piezas}} = \frac{1000}{1000} = \mathbf{1 \text{ \$/h}}$$

- Costos operador:

$$\text{Costos operador} = \frac{\$}{h} \cdot FR = 0$$

- Total costo de operación

$$\text{Total, costo de operación: } 1.48 \text{ \$/h}$$

- Costo total parcial

$$\text{Costo total parcial} = 0.09 + 1.48 = 1.57 \text{ \$/h}$$

- Gastos generales

$$\text{Gastos generales} = 10\% \cdot (C \text{ propiedad} + C \text{ operación}) = 0.1 \cdot 1.57 = 0.16 \text{ \$/h}$$

- Costo total unitario

$$\text{Costo total unitario} = 1.57 + 0.16 = 1.73 \text{ \$/h}$$

4.12.2.4. Perforadora Jack leg y27 (\$/h)

- Datos maquinaria

Tabla 22-4: Datos Maquinaria Perforadora Jack leg y27

Potencia	70 scfm
Tipo de energía	Neumática
Valor original (Vo)	\$ 991.20
Valor residual (Vr)	\$400
Valor a depreciar (Vd)	\$591
Neumáticos:	
Precio:	-
Vida Útil:	-
Aditamentos de recambio:	
Precio:	\$100
Vida Útil:	100 h
Condiciones de utilización:	1.5
V(u)	4380 h
Vida útil	6 meses
Interés anual por capital (i):	8.17 %
Seguros (S):	2%

Fuente: Haro, 2014, pág. 239-241

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

- Costo de propiedad

$$\text{Depreciación: } \frac{Vd}{Vu} = \frac{591}{4380} = 0.13 \text{ \$/h}$$

$$\text{Costo capital: } CC = \frac{I.MA*i}{2000} = \frac{3546*8.17\%}{2000} = 0.15 \text{ \$/h}$$

$$IMA = \frac{Vd * (n + 1)}{2n} = \frac{591(5 + 1)}{2 * 0.5} = 3546$$

$$\text{Costo de seguro: } Cs = \frac{I.MA*i}{2000} = \frac{3546*2\%}{2000} = 0.04 \text{ \$/h}$$

$$\text{Total, costo de propiedad: } 0.32 \text{ \$/h}$$

- Costo de funcionamiento - Costo de energía:

- Eléctrica

$$\text{Eléctrica} = m3 \text{ aire} * \frac{\$}{m3 \text{ aire/hora}} = 120 * 0.0076 = 0.93 \text{ \$/h}$$

- Aceites y lubricantes:

$$\text{Para motor diésel} = 0.33 * \text{costo combustible} = 0\$/h$$

$$\text{Filtros y grasas} = 0.2 * 5 = 1 \text{ \$/h}$$

- Costos neumáticos:

$$\text{Costos neumáticos} = \frac{1.1 * \text{precio set}}{Vu - \text{set}} = \frac{1.1 * 0}{0} = 0 \text{ \$/h}$$

- Costos mantenimiento:

$$\text{Costos mantenimiento} = \frac{fc * Vd}{Vu} = \frac{1.5 * 591}{4380} = 0.20 \text{ \$/h}$$

- Costos refacciones:

$$\text{Costos refacciones} = \frac{\text{Precio piezas}}{Vu - \text{piezas}} = \frac{1000}{1000} = 1 \text{ \$/h}$$

- Costos operador:

$$\text{Costos operador} = \frac{\$}{h} * FR = 6.23 * 1.71 = 10.65$$

- Total costo de operación

$$\text{Total, costo de operación: } 13.78 \text{ \$/h}$$

- Costo total parcial

$$\text{Costo total parcial} = 0.32 + 13.78 = 14.10 \text{ \$/h}$$

- Gastos generales:

$$\text{Gastos generales} = 10\% * (\text{C propiedad} + \text{C operación}) = 0.1 * 14.10 = 1.41 \text{ \$/h}$$

- Costo total unitario

$$\text{Costo total unitario} = 14.10 + 1.41 = 15.51 \text{ \$/h}$$

4.12.3. Costos en relación con ciclos operativos

4.12.3.1. Ciclo de perforación

- Costos directos

Tabla 23-4: Costo de mano de obra (perforación)

N°	Incidencia tiempo utilizado	Personal	Costo por hora (\$/h)	Salario Real (\$/h)	Alimentación (\$/h)	Total (\$/h)	Rendimiento medio (m-perf/h)	Costo unitario (\$/m-perf)
1	38 %	Capitán mina	7.92	3.01	0.38	3.39	19	0.18
1	100%	Perforista	5.56	5.56	0.38	5.94	19	0.31
1	100%	Ayudante de perforación	4.94	4.94	0.38	5.32	19	0.28
Total								0.77

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

Tabla 24-4: Costo de equipos (perforación)

Descripción	Costo por hora (\$/h)	Rendimiento medio (m-perf/h)	Costo unitario (\$/m-perf)
Perforadora Jack leg (y7)	15.51	19	0.82
Compresor Sullair	8.07	19	0.42
EPP (3)	0.63	19	0.033
Otros	0.08	19	0.004
Total			1.28

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

Tabla 25-4: Costo de materiales (perforación)

Descripción	Precio unitario (\$/unidad)	Vida útil (m-perf/unidad)	Costo unitario (\$/m-perf)
Barrenos Hexagonales	108.64	300	0.36
Brocas 38 mm	30.24	400	0.08
Varios	3	200	0.02
Total			0.46

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

Al sumar todos los costos parciales que influyen de manera directa en este proceso productivo, se obtuvo que el costo total directo es de 2.51 \$/m-perf (dólares por cada metro de perforación).

- *Costo indirecto*

Tabla 26-4: Costos indirectos (perforación)

Descripción	%	Costo unitario (\$/m-perf)
Administrativos	10%	0.25
Varios / imprevistos	3%	0.08
Total		0.33

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

Considerando el costo total indirecto de 0.33 \$/m-perf, se obtuvo finalmente el costo unitario total por metro de perforación, teniendo este un valor de 2.84 \$/m-perf.

4.12.3.2. Voladura

- *Costos directos*

Tabla 27-4: Costos de mano de obra (voladura)

N°	Incidencia tiempo utilizado	Personal	Costo por hora (\$/h)	Salario Real (\$/h)	Alimentación (\$/h)	Total (\$/h)	Rendimiento medio (m /h)	Costo unitario (\$/m-carg)
1	38 %	Capitán mina	7.92	3.01	0.38	3.39	55	0.06
1	100%	Perforista	5.56	5.56	0.38	5.94	55	0.11
1	100%	Ayudante de perforación	4.94	4.94	0.38	5.32	55	0.10
Total								0.27

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

Tabla 28-4: Costo de equipos (voladura)

Descripción	Costo por hora (\$/h)	Rendimiento medio (m-carg. /h)	Costo unitario (\$/m-carg)
EPP (3)	0.63	55	0.011
Otros	0.08	55	0.015
Total			0.03

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

Tabla 29-4: Costo de materiales (voladura)

Descripción	Precio unitario (\$/unidad)	Cantidad (u/m-carg.)	Costo unitario (\$/m-carg)
FANEL (fulminante no eléctrico)	2.88	1	2.88
Cordón detonante (línea troncal) m	0.25	0.15	0.04
EMULSEN 5000x 1 1/8" X 7"	3.60	0.6	2.16
Mecha de seguridad	0.15	0.02	0.003
ANFO (kg)	6.26	0.52	3.25
Total			8.33

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

En este sentido el costo directo de operación de voladura en la mina asciende a un valor de 8.33 \$/m-vol (dólares por cada metro de voladura).

- *Costo indirecto*

Tabla 30-4: Costo indirecto (voladura)

Descripción	%	Costo unitario (\$/m-carg)
Administrativos	10%	0.833
Varios / imprevistos	3%	0.25
Total		1.08

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

El costo total indirecto es de 1.08 \$/m-carg y el costo unitario total en el proceso de voladura es de 9.41 \$/m-carg.

4.12.3.3. *Ciclo de transporte e izaje de material*

- *Costos directos*

Tabla 31-4: Costo mano de obra (transporte e izaje)

N°	Incidencia tiempo utilizado	Personal	Costo por hora (\$/h)	Salario Real (\$/h)	Alimentación (\$/h)	Total (\$/h)	Rendimiento medio (m ³ /h)	Costo unitario (\$/m ³)
1	40 %	Capitán de mina	7.92	3.01	0.38	3.39	4.96	0.61
2	100%	obrero	9.50	9.50	0.38	9.88	4.96	5.84
1	100%	Operador de winche	5.05	1.26	0.38	1.64	4.96	0.28
Total								6.73

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

Tabla 32-4: Costo de equipos (transporte e izaje)

Descripción	Costo por hora (\$/h)	Marca	Costo unitario (\$/h)
EPP (3)	0.63	Varios	0.168
Winche	9.65	Varios	1.95
Total			1.95

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

Tabla 33-4: Costo de materiales (transporte e izaje)

Descripción	Costo por hora (\$/h)	Rendimiento medio (m ³ /h)	Costo unitario (\$/m ³)
Palas (2)	0.16	4.96	0.03
Herramienta menor	0.08	4.96	0.015
Total			0.05

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

La sumatoria de los valores parciales de mano de obra, equipos y materiales dan un total de costos directos de 8.73 \$/m-carg.

- *Costo indirecto*

Tabla 34-4: Costos indirectos (transporte e izaje)

Descripción	%	Costo unitario (\$/m-inst)
Administrativos	10%	0.87
Varios / imprevistos	3%	0.26
Total		1.13

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

Los costos indirectos para el transporte e izaje de materiales asciende a 1.13 \$/m-carg, y, el costo unitario total en este proceso asciende a 9.86 \$/m-carg.

4.12.3.4. *Ventilación y desagüe*

- *Costos directos*

Tabla 35-4: Costos de mano de obra (ventilación desagüe)

N°	Incidencia tiempo utilizado	Personal	Costo por hora (\$/h)	Salario Real (\$/h)	Alimentación (\$/h)	Total (\$/h)	Rendimiento medio (m-inst/h)	Costo Unitario (\$/m-inst)
1	38 %	Capitán mina	7.92	3.01	0.38	3.39	5	0.68
1	100%	Instalador	5.05	5.05	0.38	5.43	5	1.09
1	100%	Ayudante	5.05	5.05	0.38	5.43	5	1.09
Total								2.86

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

Tabla 36-4: Costo de equipos (ventilación y desagüe)

Descripción	Costo por hora (\$/h)	Rendimiento medio (m-inst/h)	Costo unitario (m-inst/h)
EPP (3)	0.42	5	0.08
Bomba neumática 3 in	1.73	5	0.35
Compresor Sullair	8.07	5	1.61
Herramienta menor	0.08	5	0.02
Total			2.06

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

Tabla 37-4: Costo de materiales (ventilación y desagüe)

Descripción	Precio unitario (\$/unidad)	Precio (u/m-inst)	Costo Unitario (\$/m-inst)
Tubería (2)	2.5	2	5
Accesorios y acoples (2)	1.50	2	3
Soporte	1	1	1
Varios	2	1	2
Total			11.00

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

Los costos directos en el proceso de ventilación y desagüe durante una extracción minera tiene un valor de 15.92 \$/m-inst.

- *Costo indirecto*

Tabla 38-4: Costos indirectos (ventilación y desagüe)

Descripción	%	Costo unitario (\$/m-carg)
Administrativos	10%	1.59
Varios / imprevistos	3%	0.48
Total		2.07

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

Los costos indirectos ascienden a un monto de 2.07 \$/m-inst y en relación con esto el costo total unitario por el proceso de ventilación y desagüe es de 17.99 \$/m-inst.

4.12.4. Costo por metro de avance del pique inclinado

Tabla 39-4: Costo por metro de avance del pique inclinado

Actividad	Costo unitario	Cantidad por pega	Costo total por metro de avance
Perforación	2.84	52.80 m-perf.	149.95
Voladura	9.41	34.20 m-carg.	321.82
Transporte e izaje de material	9.86	17.86 m3/pega	176.10
Ventilación y drenaje	17.99	1 m-inst.	17.99
TOTAL:			665.86

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

Después del análisis de costos se determinó un precio por metro de avance de la labor de profundización inclinada, dándonos un aproximado de \$ 665.86, este precio puede variar según condiciones políticas y económicas, cambio de valores de materiales y maquinaria. Para obtener un costo aproximado de toda la labor se multiplicará el valor por metro de avance de todos los ciclos por el total de metros a excavar que son 70.71 metros dando un valor de \$ 47082.96.

4.13. Proyección del tonelaje

Para conocer un porcentaje estimado del tonelaje de extracción, considerando profundizar en dirección preferencial de la veta Elena, se puede aplicar una corrección para estimar el valor económico de la extracción del mineral aurífero procedente de la profundización.

La sección de la labor es rectangular con dimensiones de 1.7 x 1.6 y la profundidad de 70.71 m. El volumen del tamaño de la labor total es de 192.33 metros cúbicos. Para el cálculo del volumen de material se realiza en función de la densidad del mineral de mena y de ganga. La andesita tiene densidad de 2.7 g/cm³ y la veta de 3.5 g/cm³

$$\rho = \frac{m}{v} \quad (\text{Ec. 1-2})$$

$$m = \rho * v$$

$$m = (3100 \text{ kg/m}^3) * (192.33 \text{ m}^3)$$

$$m = 596.223 \text{ kg}$$

El volumen del material extraído es el peso total 596.223 kg, el cual se relaciona con su densidad aparente que está promedio roca de caja y mineral de mena entre 2.7 y 3.5.

La densidad media es de 3100 kg/m³ tomando en cuenta el factor de esponjamiento de 1.6 el volumen total del material extraído es de 307.728 metros cúbicos.

Para el cálculo de la proyección de la veta Elena, se considera su potencia media de 1.3m con una ley media de 4.1 g/ton Au (oro) Se (selenio) considera la masa de la proyección de la veta, para ello toma la potencia media

$$v = 0.7 \times 0.7 \text{ m} \times 70.71 \text{ m}$$

$$v = 34.647 \text{ m}^3$$

$$\rho = \frac{m}{v}$$

$$m = 3100 \text{ kg/m}^3 * 34.647 \text{ m}^3$$

$$m = 107,405 \text{ kg}$$

La ley media del au y la plata representan el gramaje total del elemento recuperado, para ello se recomienda realizar muestreo continuo para ponderar la ley.

Asumiendo que la ley de oro es constante se recuperaría 440.360 gramos de oro que representan un valor en el mercado 1Ozt = 1.929,60 USD/Ozt

$$1 \text{ onza} = 1929,60 \$ = \frac{1 \text{ onz/ton}}{31,103 \text{ g}} = 62,04 \$/\text{g}$$

$$440,36 \text{ g} * 62,04 = 27319,93 \$ \text{ USD}$$

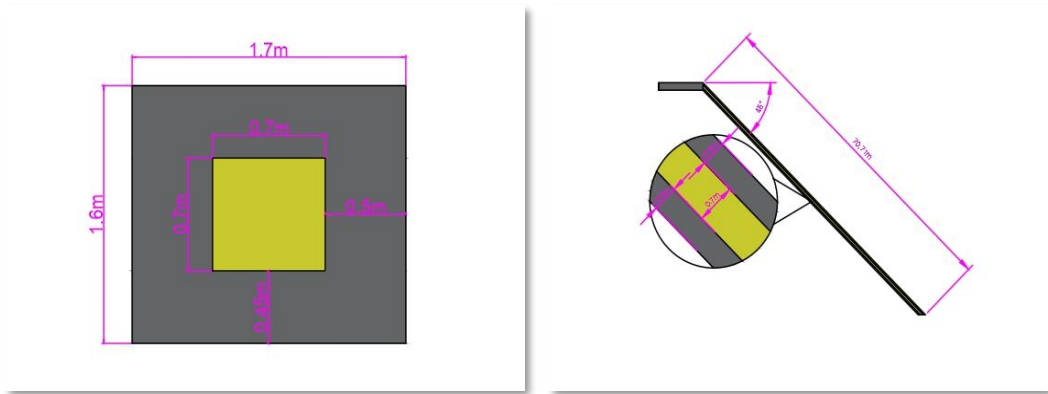


Figura 19-4: Esquema de Proyección de la veta

Realizado por: Cuenca Adrián, & Guzmán Xavier, 2022.

CONCLUSIONES

- La recopilación de información académica ha permitido correlacionar las características y propiedades geológicas tanto regionales, como de localidad, Portovelo se encuentra geológicamente hablando en una zona de fallas, se produce la cizalladura de la falla Piñas Portovelo y Puente Busa, permitiendo la formación de yacimientos minerales. El Tablón 3 se encuentra en la unidad geológica Portovelo, conformada por andesitas porfídicas y está fallando con la unidad geológica metamórfica El Oro compuesta principalmente por gabros andesíticos.
- En la zona de El Pique se encuentra una formación de andesitas instruidas por vetas de cuarzo y calcita, que conforman el sistema de vetas en la unidad Portovelo, actualmente la mina es operativa en el 3 nivel, teniendo 4 frentes de explotación con el método *cut and fill*. Se extrae mineral aurífero desde los distintos frentes, por las galerías de transporte hasta la tolva de descarga hacia el pique, para posteriormente extraer en el skip minero.
- Al terminar con la clasificación geomecánica según la metodología de Bienawski (RMR) *Rock Mass Rating* se concluye que la calidad del macizo rocoso es de categoría “buena”, según los 71 puntos obtenidos al finalizar el analizar las características de las discontinuidades, así como la resistencia a la compresión uniaxial de la roca caj y mena
- Después de la revisión y análisis de la funcionabilidad y dimensión del Piqué se concluye que está labor tendrá la función de llegar hacia las reservas en la cota 589 msnm para posteriormente tener una función secundaria como labor de servicio y acceso por ello se optó por una sección rectangular el cual trae ventajas para una mejor maniobrabilidad, confort y al mismo tiempo esta sección ofrece ventajas al tener mayor área para transportar maquinaria e insumos así como personal, pues bien la valorización geomecánica nos dio un tipo de roca estable en dónde se puede realizar labores con este tipo de sección transversal, en cuanto a las dimensiones se optó por una labor con un ancho de 1.7 m y altura de 1.6 m con una inclinación de profundización de 45° para optimizar tiempos y distancias dándonos un total de longitud de excavación de 70.71 metros. Estas dimensiones vienen dadas por el tipo de maquinaria que se utilizará, así como los elementos de izaje para el levantamiento del material extraído.
- Al concluir con el diseño del ciclo de perforación y voladora se obtuvo una malla de perforación en base la metodología de Roger Holmberg el mismo que toma variables como características del explosivo, valoración geomecánica para obtener taladro de alivio equivalente donde trabajaremos con 3 taladros vacíos, la longitud efectiva de perforación, los burden óptimos, así como las aberturas de los mismo, después de los cálculos realizados se obtuvo que la sección de corte estará constituida de 4 cuadrángulos con burden prácticos que van desde 0.16m hasta los 0.30m los mismos que tendrán una densidad de carga de 0.59 kg/m, estos taladros de corte estarán constituidos en la carga de fondo por un cartucho de EMULSEN

5000x 1 1/8" X 7" y como carga de columna ANFO que será llenado a 2/3 del taladro total efectivo y dejando como espacio de taco 0.38 m, por otra parte se calculó apertura y distanciamiento de los hastiales, zapatera y techo en donde se obtuvo un factor de carga menor de 0.56 kg/m y común ángulo de inclinación de perforación de 3 grados para obtener un contorno ideal, dándonos un total de 30 taladros cargados. En cuanto al sistema de iniciación se utilizará detonadores no eléctricos de retardos que están distribuidos desde los primeros cuadrángulos hasta los taladros de contorno, los mismos que tendrán un tiempo de retardo entre los 25- 1000 ms distribuidos del centro al exterior.

- Para el ciclo de fortificación en base a la clasificación geomecánica de Bienawski (RMR) que toma en consideración el estado de las discontinuidades, el RQD y el valor de los ensayos de compresión uniaxial arrojo resultados (71 puntos) de un tipo de roca II de calidad “buena” por ellos se sugiere una fortificación ocasional, dependiendo de la magnitud de la discontinuidad esta metodología propone el uso de bulones combinados con malla electrosoldada, y en el caso muy poco probable el uso de hormigón lanzado de 50 mm de espesor .
- En cuanto a la ventilación en base a la normativa “reglamento de seguridad y salud en el trabajo en el ámbito minero.” Registro Oficial N° 339 – Tercer Suplemento Art. 107 detalla el uso de ventiladores auxiliares para labores de una sola vía de acceso con un avance superior a 60 m, por ello en la labor de profundización no requerirá de una ventilación al tener una longitud total de 58.6 m, aun así se deja indicado los cálculos para el caudal requerido, teniendo en cuenta el número de trabajadores, temperatura, profundidad, explosivos, además no se cuenta con maquinaria de combustión dando un caudal requerido de 564.36 m³/ min. El ciclo de ventilación se llevará a cabo en el cambio de turno que lleva entre 1 a 1.5 horas donde se evacua los gases, resultado de la voladura.

RECOMENDACIONES

- En cuanto a la funcionalidad y dimensiones del pique se recomienda el uso de un skip de mayor capacidad ya que las dimensiones propuestas del pique inclinado lo permiten además el uso de maquinaria de bajo perfil para optimizar el espacio requerido para la maquinaria.
- Para la realización del ciclo de perforación y voladura se recomienda analizar otras opciones de malla de perforación y realizar los ensayos en campo para determinar el modelo adecuado, en el caso del modelo propuesto se recomienda realizar la voladura para efectuar un análisis del grado de fragmentación y en el caso de ser pertinente la ubicación de barrenos de ayuda o de la misma forma considerar un corte quemado para obtener un contorneo ideal. En cuanto al carguío del ANFO sería ideal el uso de pistolas neumáticas para una optimización del tiempo, así como un cargado más efectivo y sin malgastar la sustancia explosiva.
- En el ciclo de fortificación se recomienda el uso de Split set, estos deben ser instalados con barrenos de menor longitud (1.40 m), que los de producción (1.60 m) para facilitar el colocado de los mismos por las dimensiones del pique inclinado, estos deben ser instalados con relación a las especificaciones de la tabla (21-4).
- Para la ventilación de esta labor se recomienda el uso de una ventilación impelente de acuerdo al caudal requerido detallado en los resultados, la salida de aire debe ser colocado al frente de la labor para conseguir una mejor circulación del aire de mina y llevar una adecuada manipulación e instalación de las mangueras para evitar fugas de aire.

BIBLIOGRAFÍA

AGENCIA DE REGULACIÓN Y CONTROL DE ENERGÍA Y RECURSOS NATURALES NO RENOVABLES (ARCOM). *Proyecto de seguimiento, control y evaluación de labores mineras en el distrito Zaruma – Portovelo* [en línea]. Quito – Ecuador, 2019, p. 5. [Consulta: 12 agosto 2021]. Disponible en: Quito: ARCOM. Obtenido de http://www.controlminero.gob.ec/wp-content/uploads/downloads/lotaip/2016/planificacion/09-2016/Proyecto_Seguimiento.pdf

AGENCIA DE REGULACIÓN Y CONTROL DE ENERGÍA Y RECURSOS NATURALES NO RENOVABLES. *Reglamento de seguridad y salud en el trabajo en el ámbito minero* [en línea]. Quito – Ecuador: 2014. Disponible en: <https://www.trabajo.gob.ec/wp-content/uploads/2020/12/reglamento-SST-MINERIA.pdf?x42051>

ALVARADO VALDÉS, Fabiola. Modelamiento geoestadístico de la clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR) (Tesis) (Maestría) [en línea]. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Departamento Ingeniería de Minas. Santiago de Chile – Chile, 2020. [Consulta: 25 diciembre 2021]. Disponible en: <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/176858>

ANDRADE HARO, Christian David. Diseño de excavación para profundizar el “pique de fierro” ubicado en el área “Ciruelo Unificado” operado por la compañía MINESADCO S.A. (Trabajo de grado) (Pregrado) [en línea]. Universidad Central del Ecuador; Facultad de Ingeniería en Geología, Minas, Petróleos y Ambiente; Carrera de Ingeniería de Minas. Quito – Ecuador, 2014. [Consulta: 12 septiembre 2021]. Disponible en: <http://www.dspace.uce.edu.ec/handle/25000/2783>

CHOQUE VELARDE, Emerson. Diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes en CIA MINERA ARES S.A.C. – U.O. ARCATA (Tesis) (Pregrado) [en línea]. Universidad Nacional del Antiplano, Facultad de Ingeniería de Minas, Escuela Profesional de Ingeniería de Minas. Puno – Perú, 2017. [Consulta: 14 diciembre 2021]. Disponible en: http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/4654/Choque_Velarde_Emerson.pdf?sequence=1&isAllowed=y

FUNDACIÓN MIGUEL LILLO. “Acta geológica Lilloana ” [en línea]. San Miguel de Tucumán – Argentina: Artes Gráficas Crivelli, 2016. [Consulta: 15 noviembre 2021]. Disponible en: <https://dialnet.unirioja.es/servlet/articulo?codigo=7581015&orden=0&info=link>

CONSEJO ANDINO DE MINISTROS DE RELACIONES EXTERIORES. *Instrumento Andino de Seguridad y Salud en el Trabajo – Decisión DEL Acuerdo de Cartagena 584* [en línea]. Quito, 15 noviembre 2004. [Consulta: 10 diciembre 2021]. Disponible en: <https://www.trabajo.gob.ec/wp-content/uploads/2012/10/DECISI%C3%93N-584.-INSTRUMENTO-ANDINO-DE-SEGURIDAD-Y-SALUD-EN-EL-TRABAJO.pdf?x42051>

CROMTEK, CIENCIA, ANALÍTICA, TECNOLOGÍA. *Mufla de laboratorio, uso y cuidados* [blog]. Chile, 2021. [Consulta: 14 diciembre 2021]. Disponible en: <https://www.cromtek.cl/2020/09/17/mufla-de-laboratorio-usos-y-cuidados-basicos/#:~:text=Limpieza%20externa%20una%20vez%20por,permita%20la%20circulaci%C3%B3n%20del%20calor>

ECURED. *Geología Económica* [blog]. 2020. [Consulta: 14 septiembre 2021]. Disponible en: [https://www.ecured.cu/Geolog%C3%ADa_econ%C3%B3mica#:~:text=Definici%C3%B3n-,La%20Geolog%C3%ADa%20econ%C3%B3mica%20trata%20de%20las%20materias%20del%20reino%20mineral,met%C3%Alicos\)%20y%20tambi%C3%A9n%20los%20combustibles.](https://www.ecured.cu/Geolog%C3%ADa_econ%C3%B3mica#:~:text=Definici%C3%B3n-,La%20Geolog%C3%ADa%20econ%C3%B3mica%20trata%20de%20las%20materias%20del%20reino%20mineral,met%C3%Alicos)%20y%20tambi%C3%A9n%20los%20combustibles.)

EMPRESA NACIONAL MINERA DEL ECUADOR. *ECUADOR MINERO* [en línea]. Quito. 2016. [Consulta: 14 octubre 2021]. Disponible en: <https://www.enamiep.gob.ec/wp-content/uploads/downloads/2016/07/Ecuador-Minero.pdf>

EPYESA. *GEOLOGÍA* [blog]. México: exploración, perforación y estudios del subsuelo S.A. de C.V., 2004. [Consulta: 12 octubre 2021]. Disponible en: <https://epyesa.com/geologia/>

EXPLOCEN C.A. *EMULSEN 5000x 1 1/8" x 7"* [blog]. 21 de enero 2019. [Consulta: 10 septiembre 2021]. Disponible en: <https://www.explocen.com.ec/producto/emulsen-5000x-1-1-8-x-7/>

FÍSICA PRÁCTICA. *Densidad y peso específico* [blog]. 2021. [Consulta: 12 octubre 2021]. Disponible en: <https://www.fisicapractica.com/densidad.php>

GOBIERNO AUTÓNOMO DESCENTRALIZADO DEL CANTÓN PORTOVELO. *Plan de desarrollo y ordenamiento territorial 2019 – 2023* [en línea]. Portovelo – Ecuador: GAD del cantón Portovelo. [Consulta: 12 diciembre 2021]. Disponible en: https://www.portovelo.gob.ec/wp-content/uploads/2021/03/PDYOT_GADM_PORTOVELO_2019-2023.pdf

GONZÁLEZ DE VALLEJO, Luis. *INGENIERÍA GEOLÓGICA* [en línea]. Madrid - España: PEARSON EDUCACIÓN, S.A., 2002. [Consulta: 14 octubre 2021]. Disponible en: https://edisciplinas.usp.br/pluginfile.php/5540850/mod_resource/content/1/Livro%202.pdf

HERRERA HERBERT, Juan & GÓMEZ JAÉN, Juan Pedro. *Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas* [en línea]. Madrid – España: Universidad Politécnica de Madrid, Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, 2007. [Consulta: 14 agosto 2021]. Disponible en: https://oa.upm.es/21841/1/071101_L3_labores_subterraneas_2.pdf

PÉREZ LIRA, Francisco Javier. *Mecanización del sostenimiento de roca en minería subterránea* [blog]. 29 septiembre 2021. [Consulta: 15 octubre 2021]. Disponible en: <https://www.interempresas.net/Mineria/Empresas/Entidades-y-asociaciones-para-Mineria-y-Perforacion.html?rd=1>

MALDONADO, Yandry. *RQD, designación de la calidad de la roca* [blog]. GEOLOGIAWEB, 2015. [Consulta: 14 octubre 2021]. Disponible en: <https://geologiaweb.com/ingenieria-geologica/rqd/>

MAXDRILL ROCK TOOLS. *Perforadora tipo Jack Leg YT28* [blog]. 15 de febrero de 2016. [Consulta: 14 noviembre 2021]. Disponible en: <http://max-drilling.es/5-1-3-jackleg-drill/>

MILAGROS, E. *Sostenimiento de la galería.* España: Universidad del País Vasco, 2018.

MISIÓN BRITÁNICA Y DIRECCIÓN GENERAL DE GEOLOGÍA Y MINAS. *Mapa Geológico del Ecuador* [en línea]. EDEPOT, 15 enero 1980. [Consulta: 12 diciembre 2021]. Disponible en: <https://edepot.wur.nl/486789>

PRODEMINCA – MINISTERIO DE ENERGÍA Y MINAS. *Depósitos porfídicos y epimesotermiales relacionados con intrusiones de las Cordilleras Occidental y Real* [en línea]. Quito

– Ecuador: Prodeminca – Ministerio de Energía y Minas, 2000. [Consulta: 10 noviembre 2021]. Disponible en: <https://biblioteca.epn.edu.ec/cgi-bin/koha/opac-detail.pl?biblionumber=24939>

RIVERA ALMONACID, Alfredo & ROSAS FLORES, Smith. “Diseño de los parámetros de perforación y voladura con el algoritmo de Holmberg en Volcán Compañía Minera S.A.A. Unidad Andaychagua” (Tesis) (Pregrado) [en línea]. Universidad Nacional de Huancavelica, Facultad de Ingeniería Minas – Civil – Ambiental, Escuela Profesional de Ingeniería de Minas. Lircay – Huancavelica, 2015. [Consulta: 12 diciembre 2021]. Disponible en: <https://repositorio.unh.edu.pe/bitstream/handle/UNH/608/TP%20-%20UNH%20MINAS%200025.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

ROSAS QUISPE, Edison Jesús. *Método Postulado por Holmberg para diseñar y calcular los parámetros de perforación y voladura para minería subterránea y tunelería* [en línea]. 2018. [Consulta: 15 diciembre 2021]. Disponible en: https://www.academia.edu/37687021/P_%C3%A1_g_i_n_a_1_M%C3%89TODO_POSTULADO_POR_HOLMBERG_PARA_DISE%C3%91AR_Y_CALCULAR_LOS_PAR%C3%81METROS_DE_PERFORACI%C3%93N_Y_VOLADURA_PARA_MINER%C3%8DA_SUBTERR%C3%81NEA_Y_TUNELER%C3%8DA

SEGURIDAD MINERA. *Características de los pernos de roca* [blog]. 23 agosto 2012. [Consulta: 12 diciembre 2021]. Disponible en: <https://www.revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/caracteristicas-de-los-pernos-de-roca/#:~:text=Los%20sistemas%20de%20reforzamiento%20con,roca%20circundante%20a%20la%20excavaci%C3%B3n.>

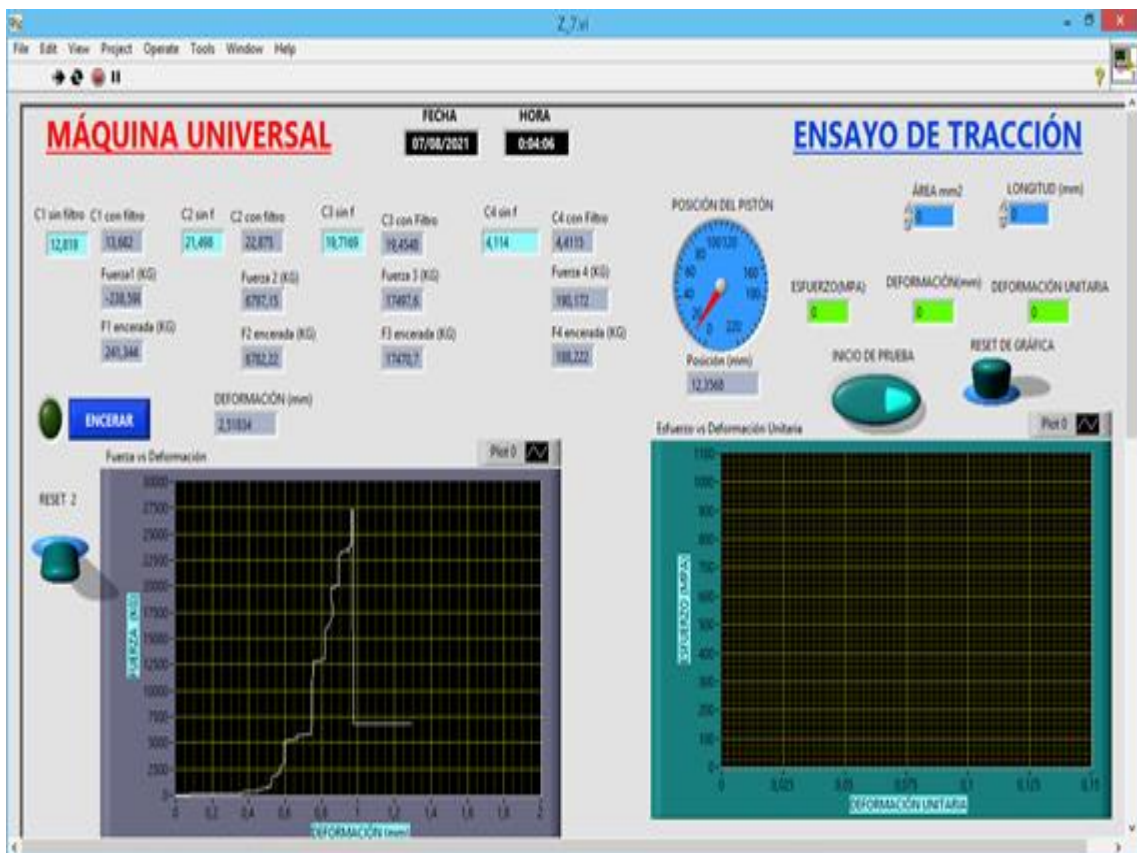
SEGURIDAD MINERA. *Criterios para construir piques mineros* [blog]. 2020. [Consulta: 15 octubre 2021]. Disponible en: <https://www.revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/criterios-para-construir-piques-mineros/>

SEGURIDAD MINERA. *Métodos y planeación de ventilación de minas subterráneas* [blog]. Seguridad Minera, 05 junio 2020. [Consulta: 14 diciembre 2021]. Disponible en: <https://www.revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/metodos-y-planeacion-de-ventilacion-de-minas-subterraneas/>

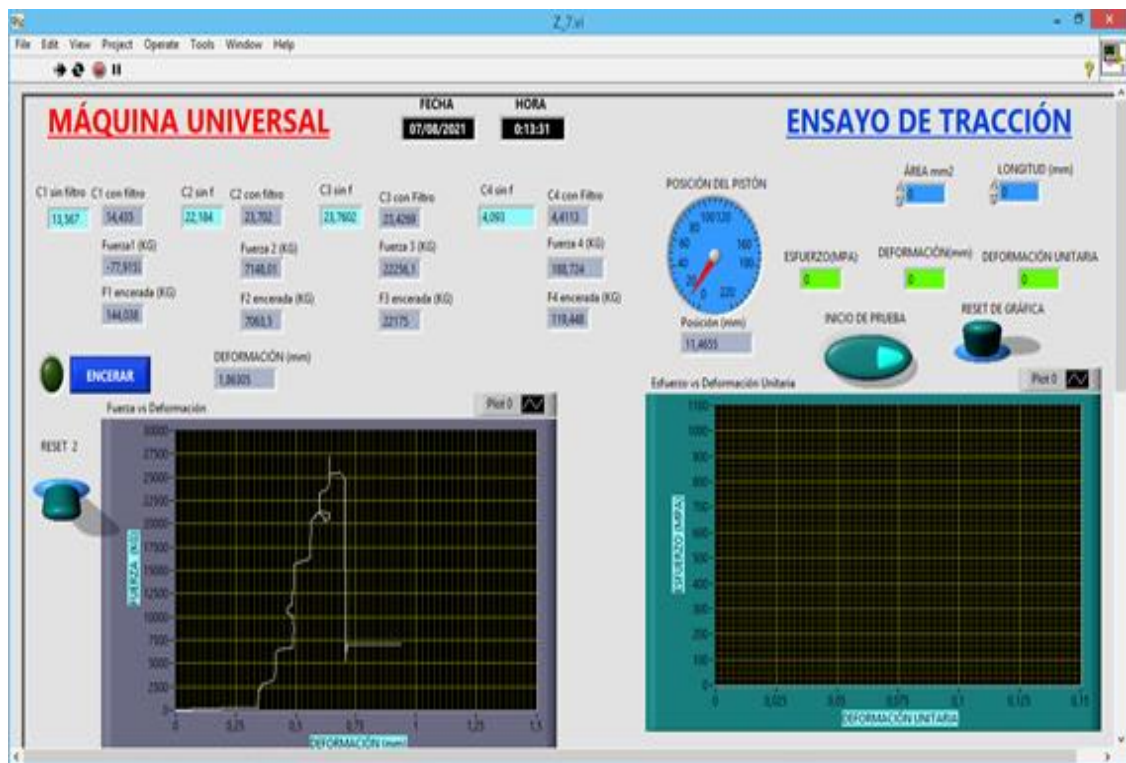
TOPGEOLOGY. *Topgeology* [blog]. 22 junio 2019. [Consulta: 05 noviembre 2019]. Disponible en: <http://topgeology.blogspot.com/2016/02/armado-de-cuadros-de-madera.html>

ANEXOS

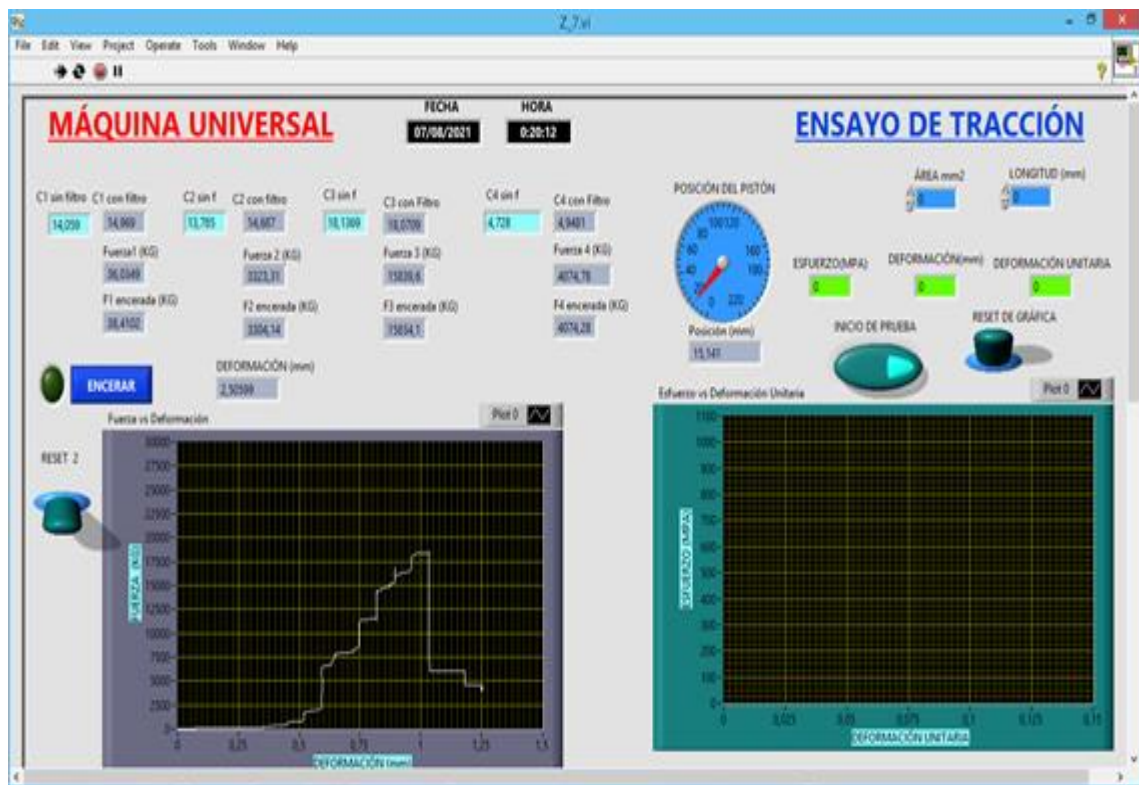
ANEXO A: RESULTADO ENSAYO COMPRESIÓN UNIAxIAL PROBETA 1



ANEXO B: RESULTADO ENSAYO COMPRESIÓN UNIAXIAL PROBETA 2



ANEXO C: RESULTADO ENSAYO COMPRESIÓN UNIAxIAL PROBETA 3



ANEXO D: RESULTADO ENSAYO COMPRESIÓN UNIAxIAL PROBETA 4

