



UNIVERSIDAD DEL AZUAY
FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA
ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS

**“Diseño para la construcción de un Pique Minero en la
mina Goldmins”**

Trabajo de titulación previo a la obtención del título de:
INGENIERO EN MINAS

Autor:
RICARDO XAVIER SALINAS ZAMORA

Director:
ING. PATRICIO FEIJOO

CUENCA – ECUADOR

2018

DEDICATORIA

A mis padres, por ser el pilar fundamental en mi formación, ya que con sus consejos y ejemplo de lucha fomentaron en mí el deseo de superación y el anhelo de triunfo en la vida.

A mis hermanos, porque siempre estuvieron impulsándome en los momentos más difíciles de mi carrera.

AGRADECIMIENTO

A Dios por darme la fuerza y la fe que necesité en los momentos difíciles que se presentaron durante todos estos años. A mis padres, José y María, que con sus consejos y apoyo me guiaron e hicieron posible cada meta alcanzada. A mis hermanos, Diego y Christian, que estuvieron junto a mí compartiendo mis alegrías y abatimientos. A todos ellos por confiar en mí, y brindarme su amor y comprensión, de manera incondicional, durante toda mi vida.

A la Carrera de Ingeniería de Minas, a sus docentes, por compartir sus conocimientos y formar profesionales íntegros y de alta calidad moral. Un agradecimiento especial al Ingeniero Patricio Feijoo, quien me orientó de forma desinteresada en el desarrollo de mi Tesis.

A la Sociedad Civil Minera Goldmins, en especial al Señor Yordy Pesantes por darme la oportunidad de colaborar en tan prestigiosa empresa y poder llevar a cabo mi Tesis de Grado.

A mis amigos y compañeros, de manera muy especial a Valeria, que siempre estuvo en mis momentos más difíciles.

A todos quienes colaboraron de diferentes formas en mi vida estudiantil y en el desarrollo de mi Tesis.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO.....	iii
ÍNDICE GENERAL.....	iv
ÍNDICE DE TABLAS	viii
ÍNDICE DE FIGURAS.....	ix
ÍNDICE DE ANEXOS.....	xi
 RESUMEN	 xii
ABSTRACT	xiii
INTRODUCCIÓN	1
 CAPÍTULO I	 2
MARCO TEÓRICO	2
1.1. Ubicación del área de estudio.....	2
1.2. Información general del área de estudio.....	3
1.3. Geología regional	3
1.4. Geología local.....	5
1.5. Parámetros para diseñar el pique.....	6
1.6. Toma de muestras.....	6
1.7. Ensayos de laboratorio	7
1.8. Clasificación de Bieniawski (R.M.R).....	7
1.8.1. Resistencia de las rocas.....	8
1.8.2. Calidad de la roca.	8
1.8.3. Espaciado de las juntas	9
1.8.4. Condición de las juntas.	9
1.8.5. Presencia de agua.....	10
1.8.6. Orientación de las fracturas principales o presencia de fallas.	11
1.9. Criterios para la construcción del pique	13
1.10. Variables para el diseño.....	14
1.11. Ubicación e Inclinación	15
1.12. Definición del arreglo seccional del pique	15
1.12.1. Diseño de la división seccional del pique.....	16
1.12.2. Conjunto de vigas de acero en una sección rectangular y circular.	17
1.13. Determinación del sostenimiento en la etapa de construcción	17

1.13.1.	Pernos de anclaje mecánico	18
1.13.2.	Mallas de sostenimiento.....	18
1.14.	Diseño del método de excavación	19
1.14.1.	Perforación.....	19
1.14.2.	Voladura.....	22
1.14.3.	Sección de voladura	26
1.15.	Extracción de roca.	31
1.16.	Determinación del sistema de izaje del pique.....	31

CAPÍTULO II..... 37

ANÁLISIS GEOMECÁNICO 37

2.1.	Resistencia a la compresión uniaxial.....	37
2.2.	Clasificación geomecánica del macizo rocoso	39
2.3.	Espaciado de las juntas.....	39
2.4.	Condición de las juntas.....	40
2.5.	Presencia de agua	41
2.6.	Orientación de las discontinuidades	41
2.7.	Valoración del macizo rocoso	41

CAPÍTULO III..... 45

DISEÑO DEL PIQUE MINERO 45

3.	Metodología de diseño	45
3.1.	Características del pique a construir:.....	45
3.2.	Diseño del pique	46
3.3.	Ubicación e inclinación	46
3.4.	Sección del pique.....	47
3.4.1.	Sección luz del pique	47
3.5.	Calidad del macizo rocoso.....	48
3.6.	Fortificación y sostenimiento	48
3.6.1.	Características de los pernos de anclaje.....	48
3.6.2.	Malla electro soldada	49
3.7.	Perfiles de acero	50
3.8.	Parámetros de excavación	51
3.8.1.	Dirección de perforación	51
3.8.2.	Diámetro de perforación	51

3.8.3.	Profundidad de perforación	52
3.8.4.	Equipos de perforación	52
3.9.	Diseño de voladura	53
3.9.1.	Cálculo del barrenado vacío	53
3.9.2.	Cálculo del borde.....	54
3.9.3.	Distancia desde el centro de la cuña al primer cuadrante (R1).....	55
3.9.4.	Distancia entre barrenos dentro del cuadrante	56
3.9.5.	Profundidad del barrenado.....	57
3.9.6.	Profundidad de avance (L).....	57
3.9.7.	Barrenos complementarios	57
3.9.8.	Tiempo de retardo entre cuadrantes.....	60
3.9.9.	Densidad de carga.....	61
3.9.10.	Explosivo total	61
3.9.11.	Volumen total de roca por voladura	62
3.9.12.	Factor de carga por metro cúbico	62
3.9.13.	Elementos de voladura.....	62
3.9.14.	Accesorios de iniciación	64
3.9.15.	Diagrama de perforación y voladura	65
3.9.16.	Diagrama de la secuencia de detonación	66
3.10.	Sistema de Izaje	66
3.10.1.	Balde o skip	66
3.10.2.	Capacidad del balde	67
3.10.3.	Peso del balde cargado.....	67
3.10.4.	Peso del balde	68
3.10.5.	Cálculo del peso que el cable deberá soportar.....	68
3.10.6.	Resistencia a la ruptura del cable.....	69
3.10.7.	Longitud del cable	69
3.10.8.	Tipo de cable.....	69
3.10.9.	Diámetro del tambor	70
3.10.10.	Diámetro de la polea	70
3.10.11.	Longitud total del cable necesario.....	72
3.10.12.	Peso del cable	72
3.10.13.	Sistema de soporte de la polea	72
3.10.14.	Peso de la estructura de soporte de la polea	73
3.10.15.	Peso total a soportar	73

3.11.	Selección del winche	74
3.11.1.	Tipo de winche auxiliar	74

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	76
--	-----------

BIBLIOGRAFÍA.....	79
--------------------------	-----------

ANEXOS	81
---------------------	-----------

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1: Coordenadas del área concesionada.....	3
Tabla 1.2: Clasificación del macizo rocoso.	7
Tabla 1.3: Clasificación de la resistencia de las rocas.	8
Tabla 1.4: Clasificación de la apertura de las juntas.....	9
Tabla 1.5: Corrección por la orientación de las fracturas o fallas.....	11
Tabla 1.6: Corrección por la orientación de las fracturas o fallas.....	11
Tabla 1.7: Corrección por orientación de las fracturas.	12
Tabla 1.8: Determinación del tipo de soporte requerido.....	12
Tabla 1.9: Características de la malla de acero	19
Tabla 1.10: Tiempo de retardo barreno a barreno.....	25
Tabla 1.11: Tiempo de retardo barreno a barreno.....	25
Tabla 2.1: Resultados de ensayos de la compresión uniaxial.	37
Tabla 2.2: Determinación del RQD.	39
Tabla 2.3: Resultados de la medición de espaciamiento entre discontinuidades	40
Tabla 2.4: Esquema de calificación de los parámetros	42
Tabla 2.5: Rumbo perpendicular al eje.	43
Tabla 2.6: Corrección por orientación de las fracturas.	43
Tabla 2.7: Clasificación de macizos a partir de puntajes totales.....	44
Tabla 2.8: Resultado del cálculo del RMR	44
Tabla 3.1: Características del pique	45
Tabla 3.2: Características del perno de anclaje.....	49
Tabla 3.3: Características de la malla electro soldada.	49
Tabla 3.4: Características mecánicas del perfil de acero.	50
Tabla 3.5: Características de la perforadora YT-27.....	53
Tabla 3.6: Características técnicas del explosivo.....	63
Tabla 3.7: Características técnicas del Exanel.	64
Tabla 3.8: Series y tiempos de retardo del Exanel.	64
Tabla 3.9: Características del balde	67
Tabla 3.10: Características técnicas del cable de acero.	69
Tabla 3.11: Relación entre el diámetro del cable y el diámetro de la polea.	70
Tabla 3.12: Longitud total del cable de acero.	72
Tabla 3.13: Características del winche de izaje.	75

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1: Mapa de ubicación de la mina Goldmins.	2
Figura 1.2: Mapa geológico regional.	5
Figura 1.3: Distribución de los compartimientos de un pique.	16
Figura 1.4: Arreglo seccional de un pique de 5 compartimientos.....	17
Figura 1.5: Perno de anclaje.....	18
Figura 1.6: Malla de acero de tipo bizcocho.	19
Figura 1.7: Acciones básicas en la perforadora rotopercutiva.	21
Figura 1.8: Campos de aplicación de los métodos de perforación en función de la resistencia de las rocas y el diámetro de los barrenos.	21
Figura 1.9: Máquina neumática de perforación.	22
Figura 1.10: Perfil longitudinal de un barreno y sus partes.	23
Figura 1.11: Barreno cargado y vacío.	24
Figura 2.1: Muestras de roca.....	38
Figura 2.2: Prueba de compresión uniaxial.....	38
Figura 2.3: Roca fracturada.....	38
Figura 2.4: Medición del espaciamiento entre discontinuidades.	40
Figura 3.1: Modelo del pique.....	46
Figura 3.2: Levantamiento topográfico y de ubicación del pique.....	46
Figura 3.3: Levantamiento de la estructura mineralizada.	47
Figura 3.4: Distribución de la sección del pique, vista en planta.....	48
Figura 3.5: Perno de anclaje.....	49
Figura 3.6: Perno de anclaje y malla.....	50
Figura 3.7: Perfil de acero tipo I	50
Figura 3.8: Sección vertical del pique.....	51
Figura 3.9: Brocas de botones.....	52
Figura 3.10: Barras de perforación cónicas.....	52
Figura 3.11: Máquina de barrenación YT-27.....	53
Figura 3.12: Bordo; Diseño del cuele y contra cuele.	55
Figura 3.13: Radio; Diseño del cuele y contra cuele.	56
Figura 3.14: Espaciamiento entre barrenos. Diseño del cuele y contra cuele.....	57
Figura 3.15: Gelatina especial.....	63

Figura 3.16: Diagrama de perforación y voladura.	65
Figura 3.17: Diagrama de la secuencia de detonación.....	66
Figura 3.18: Cable de acero Cascabel.	70
Figura 3.19: Winche de izaje seleccionado.....	74

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1: Toma de datos de campo.	81
Anexo 2: Resistencia a la compresión uniaxial y densidad de las rocas.....	82
Anexo 3: Analisis de laboratorio, pruebas de compresion uniaxial.....	83
Anexo 4: Partes del perno de anclaje tipo Saferock.....	84
Anexo 5: Catálogo de cables de acero para izajes en minería.	84
Anexo 6: Vista superior del pique.....	85
Anexo 7: Vista del diseño en 3D del pique.....	86

“DISEÑO DE UN PIQUE MINERO PARA LA MINA GOLDMINS”

RESUMEN

Este proyecto describe el diseño del pique para la mina subterránea Goldmins ubicada en el distrito minero Zaruma - Portovelo, parroquia Malvas, cantón Zaruma, Provincia de El Oro, tiene por objetivo definir las dimensiones y medidas geométricas, la forma y las instalaciones del pique, así como, los procesos técnicos para su construcción. El diseño se desarrolló analizando las propiedades geomecánicas de la roca, características físicas y químicas de los explosivos, además, de los equipos necesarios para perforar la roca.

Palabras Clave: Diseño de pique, análisis geomecánico, perforación, voladura y sistema de izaje.

Ernesto Patricio Feijoo Calle
Director de Trabajo de Titulación

Leonardo Aníbal Núñez Rodas
Coordinador de Escuela de Ingeniería en
Minas

Ricardo Xavier Salinas Zamora
Autor

“DESIGN OF A MINE SHAFT FOR GOLDMINS MINE”

ABSTRACT

This project describes the design of a mine shaft for Goldmin, which is an underground mine located in Malvas, Zaruma mining district from Portovelo in El Oro province. The objective was to define the dimensions, geometrical measurements, shape, shaft facilities and technical processes for the construction of the mine. The design was developed analyzing the geo-mechanical properties of the rock, along with the physical and chemical characteristics of the explosives. In addition, the equipment necessary to drill the rock was analyzed.

Keywords: Shaft design, geomechanical analysis, drilling, blasting and lifting system.

Ernesto Patricio Feijoo Calle
Thesis Director

Leonardo Aníbal Núñez Rodas
Mining Engineering Faculty Coordinator

Ricardo Xavier Salinas Zamora
Author


UNIVERSIDAD DEL
AZUAY
Dpto. Idiomas


Ing. Paúl Arpi
Traductor

Ricardo Xavier Salinas Zamora

Trabajo de Titulación

Ing. Ernesto Patricio Feijoo Calle

Julio, 2018

DISEÑO DE UN PIQUE MINERO PARA LA MINA GOLDMINS

INTRODUCCIÓN

En el país el término empírico es muy conocido por el medio minero debido a la forma en que se han desarrollado las actividades mineras, ocasionando pérdidas económicas, humanas y desastres ambientales, al respecto, este proyecto pretende ser una herramienta en el desarrollo de actividades de construcción subterránea en especial para el diseño de piques que son clave en las labores mineras, ya que, son usados para comunicar la mina subterránea con la superficie, unir dos niveles, permitir el paso de material, personal y aire fresco a los límites inferiores de la mina.

El estudio busca diseñar un pique para la mina Goldmins. Lo cual, permitirá explorar áreas nuevas a profundidad y aumentar el tiempo de vida de la mina, razón por la cual, el pique debe garantizar la seguridad de los trabajadores en la etapa de construcción y posterior en su funcionamiento, considerando que es una de las actividades mineras más riesgosas, por ello, es necesario desarrollar una serie de sub proyectos como el análisis geomecánico de la roca en la cual se va a construir el pique. De acuerdo a estos resultados diseñar una malla de perforación y voladura que tenga las dimensiones y cargas que no comprometan la estabilidad del pique, además, de cómo se va a extraer el material producto de las voladuras en la construcción; estas actividades tienen que garantizar un desarrollo seguro en la construcción del pique.

CAPÍTULO I

MARCO TEÓRICO

1. Antecedentes

La Sociedad Minera Goldmins dedicada a la explotación y refinación de minerales metálicos posee dentro de sus instalaciones una planta procesadora de mineral con una capacidad de procesamiento de 250 toneladas por día, obteniendo productos de concentración y cianuración, ya que es una mina que explota un yacimiento polimetálico con una producción de alrededor de 200 a 250 toneladas día, en sus dos turnos, diurno y nocturno, cuenta con 260 trabajadores entre personal administrativo, técnico y operativo.

1.1. Ubicación del área de estudio

La Sociedad Minera Goldmins se encuentra en la provincia de El Oro, cantón Zaruma, parroquia Malvas, sector El Portete a 1300 m.s.n.m. y a 2 horas de la ciudad de Machala.

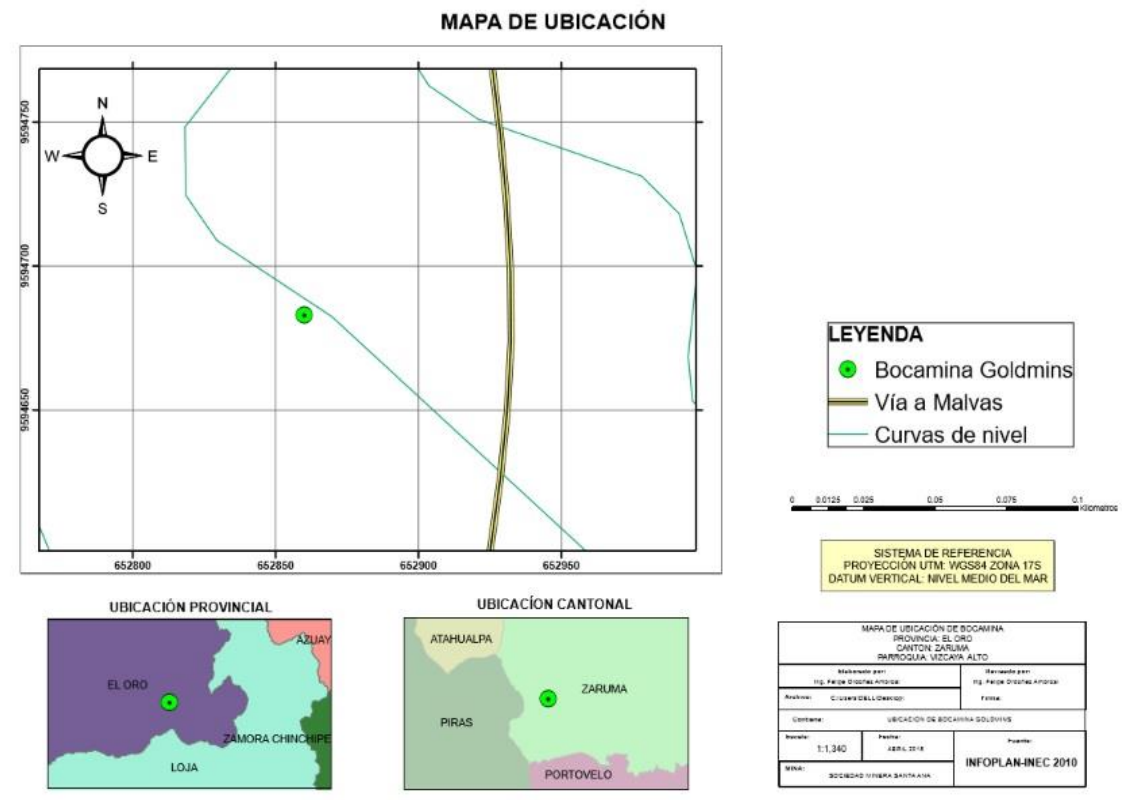


Figura 1.1: Mapa de ubicación de la mina Goldmins.

Tabla 1.1: Coordenadas del área concesionada.

Provincia:	Cantón:	Parroquia:	Sector:
El Oro	Zaruma	Malvas y Zaruma	El Portete
COORDENADAS DEL ÁREA CONCESIONADA			
DATUM: PSAD56		DATUM: WGS 84	
Coordenadas X	Coordenadas Y	Coordenadas X	Coordenadas Y
653.841	9.593.365	653.588	9.592.987
SUPERFICIE (Has)			
51,16 Ha			

La zona de estudio se encuentra dentro del área minera Murciélago Vizcaya.

1.2. Información general del área de estudio

La Mina Goldmins se encuentra en las etapas de exploración y explotación de estructuras mineralizadas con una matriz de Cu en tres sectores de la concesión murciélago Vizcaya, cuenta con alrededor de cinco kilómetros en galerías horizontales y una principal por la cual se desplazan locomotoras con el mineral o roca de caja a superficie, utilizando vagones con una capacidad de 2 toneladas y que por viaje transportan alrededor de 30 toneladas.

La perforación y voladura se realiza con máquinas neumáticas YT-27 para barrenar la roca y dependiendo de sus características se utiliza dinamita o emulsiones, el material volado es cargado de forma manual a los vagones y transportado a superficie por las locomotoras.

1.3. Geología regional

El núcleo de la Cordillera Occidental está formado por rocas evolucionada de edad paleozoica; se encuentran juntas grandes grupos volcánicos de origen oceánico, además de contener rocas ígneas. Se observan huellas profundas de eventos tectónicos

regionales de alto significado metalogénico y sismológico se manifiestan en direcciones NNE y NNO (Benavides, 2011).

En este sector se halla el Complejo Metamórfico el Oro paleozoico, sobre el que se encuentran capas de sedimentos metamorfizados, tales como: pizarras y conglomerados con clivaje. Otras unidades presentes son la Fm. Celica que sobreyace discordante al Complejo Metamórfico el Oro, que comprende tobas andesíticas a dacíticas y andesitas, de edad Albiana, la Fm. Sacapalca que comprende lavas andesíticas, brechas tobáceas, conglomerados, lutitas lacustres y tobas dacíticas. Por último, el Grupo Saraguro, conformado por tobas soldadas de composición dacítica a riolítica, lavas andesíticas, material volcánico y rocas sedimentarias (Benavides, 2011, pág. 29).

En la margen derecha del Río Calera se encuentran tobas riolíticas y las rocas metamórficas (cuarcitas, esquistos, filitas) de la serie Tahuín. La misma serie Tahuín se observa en los dos márgenes del Río Amarillo, después de su confluencia con el río Calera (Benavides, 2011).

Rasgos Estructurales Zaruma

Los principales rasgos estructurales de la región son: el Sistema de Fallas Piñas-Portovelo y el sistema de Falla Puente Busa-Palestina. El primer sistema es una falla de cabalgamiento, se extiende 40 Km, con un azimuth aproximado de 295°. Un gran descenso en la parte norte separa al Grupo Saraguro del Complejo Metamórfico de El Oro. La falla constituye también el límite sur 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. Mientras que, al oeste de Piñas la falla aparece con buzamiento alto, entre Piñas y Salatí y al este de Portovelo es un cabalgamiento con tendencia al sur, buzando al norte. La Falla Puente Busa-Palestina, sigue un rumbo paralelo a la falla Piñas Portovelo, con una extensión de aproximadamente 10 Km (González, A. O. O., Pozo, A. F. R., y Amaya, R. J. G, 2017).

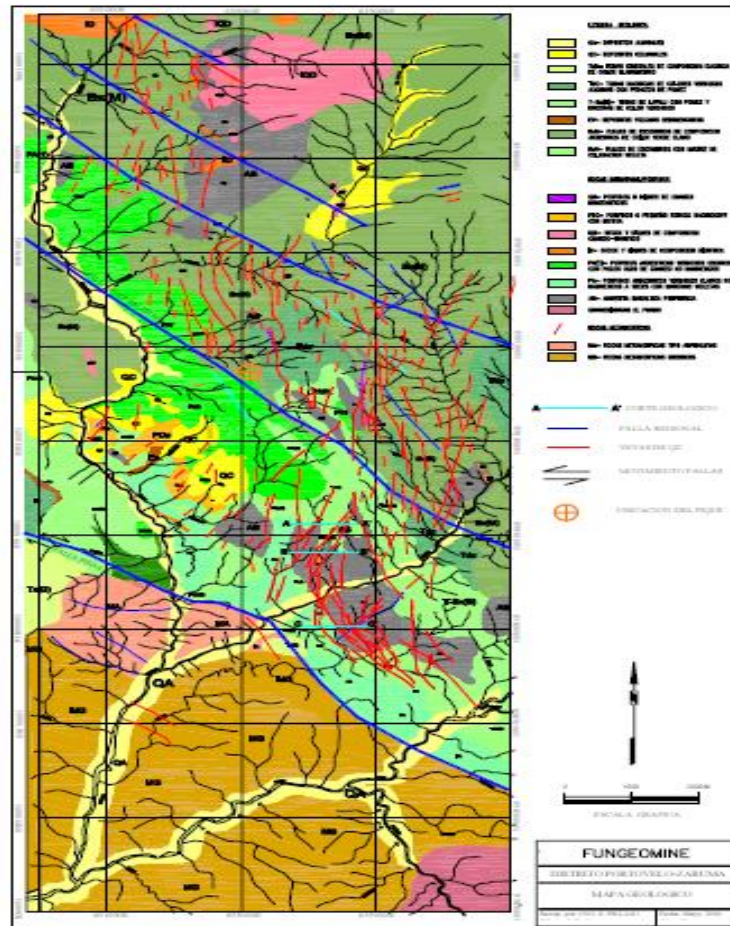


Figura 1.2: Mapa geológico regional.

Fuente: Fungeomine, 2006

1.4. Geología local

La mineralización de Zaruma-Portovelo se alojada en vulcanitas intermedias a síliceas que esta fallada contra las rocas metamórficas del sur a lo largo del Sistema de Fallas Piñas-Portovelo; y que se superpone disconformemente sobre el Complejo Metamórfico de El Oro. Esta unidad está dominada por lavas andesíticas masivas porfídicas a basaltos andesíticos y brecha (Benavides, 2011).

Otras investigaciones habían incluido esta secuencia en la Fm. Célica (DGGM, 1982), la Fm. Piñón (DGGM, 1973; DGGM, 1975) y en las volcanitas Saraguro (BGS & CODIGEM, 1993). Datos recientes (Aspden, com. Per) indican edades de 21,5 – 28,4 Ma., (Oligoceno más alto a Mioceno más temprano) que confirman la pertenencia de la Unidad Portovelo al Grupo Saraguro (Benavides, 2011). La geología de Goldmins consta de tipos de rocas volcánicas en contactos con fallamientos noreste y con

dirección este oeste en el sector alejado de la bocamina y llegando a la zona proximal de la veta de viscaya.

Se presentan contactos de tobas, andesitas verdes, con intrusivos dioríticos en la zona de curva de la veta gyss, próximo a la veta Daniel estas intrusiones de roca granítica datan como último evento post-mineralización en esta zona.

Las principales estructuras que se explotan en galería en la Empresa Minera Goldmins, tiene dirección NNW- SSE fluctuaciones de rumbo en dirección N-S y buzamiento al este. Los rasgos principales de estas estructuras están afectados por brechamientos tectónicos con varios pulsos de mineralización en sílice y sulfuros; creando vetas de tipo cola caballo y de tipo rosario. Con composición en porcentaje de minerales principales de ensamble como cuarzo blanco lechoso y minerales accesorios de ganga como pirita marcasita.

Alteraciones hidrotermales.

Las principales alteraciones presentes en el área están expuestas en áreas circundantes de las estructuras mineralizadas.

Alteración argílica, minerales de alteración de los feldespatos como caolinita y minerales de cuarzo adularia presentes en las áreas de alteración, la propilitica como alteración secundaria y distante, de las zonas de fallamiento y de las zonas mineralizadas.

1.5. Parámetros para diseñar el pique

Son los diferentes aspectos geomecánicos y geométricos que determinan la metodología constructiva a adoptar, parámetros medidos en campo y en laboratorio.

1.6. Toma de muestras

Consiste en tomar fragmentos representativos de roca del área de estudio para conocer las propiedades físico – mecánicas, a través de pruebas especiales de laboratorio.

1.7. Ensayos de laboratorio

De las muestras tomadas en campo, se debe analizar las propiedades mecánicas y físicas de la roca, considerando que se va a clasificar el macizo rocoso utilizando el método de Bieniawski (R.M.R).

1.8. Clasificación de Bieniawski (R.M.R)

Esta clasificación da una estimación de la calidad del macizo rocoso con base al índice R.M.R “*Rock Mass Rating*” considerando los siguientes factores:

- Resistencia de la roca matriz.
- Condiciones del diaclasado.
- Efecto del agua.
- Posición relativa del diaclasado respecto a la excavación.

A todos los factores se asignó una cuantificación cuya suma es el índice de calidad R.M.R que va desde 0 hasta 100 y clasifica al macizo rocoso en 5 categorías:

Tabla 1.2: Clasificación del macizo rocoso.

DESCRIPCIÓN	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE (MPa)	ÍNDICE DE RESISTENCIA BAJO CARGA PUNTUAL (MPa)
Muy Alta	> 200	> 8
Alta	100-200	4-8
Media	50-100	2-4
Baja	25-50	1-2
Muy Baja	10-25	
	3-10	< 1
	1-3	

Fuente: Bieniawski, 1989

A continuación, se definen y valoran cada uno de los factores que intervienen en la clasificación:

1.8.1. Resistencia de las rocas.

Consiste en la determinación de la resistencia a la compresión simple de las muestras de roca intactas que fueron tomadas en campo, es decir, las que no presentan discontinuidades estructurales. Estas muestras se analizarán en un laboratorio geomecánico utilizando una prensa hidráulica, para determinar la resistencia de la roca sometida a una carga axial (Ver Anexo 3).

CLASE	DESCRIPCIÓN	VALOR TOTAL R.M.R
I	MUY BUENO	81-100
II	BUENO	61-80
III	MEDIO	41-60
IV	MALO	21-40
V	MUY MALO	< 20

La clasificación de la resistencia de la roca es:

Tabla 1.3: Clasificación de la resistencia de las rocas.

Fuente: Bieniawski, 1989

La resistencia a la compresión simple se calculará de la siguiente forma:

$$\sigma_c = \frac{F}{A}$$

Donde:

σ_c = Resistencia a la compresión simple uniaxial, Kg/cm².

F = Carga máxima aplicada sobre la muestra al momento de falla, Kg.

A = Área transversal inicial de la muestra, cm².

1.8.2. Calidad de la roca.

Consiste en la descripción cualitativamente de la calidad de la roca, estimada en la medición de la cantidad de discontinuidades en 1 metro cuadrado de la cara libre del

macizo donde se va a construir el pique. Su valor estimado se determinó con la ecuación empírica propuesta por Bieniawski (1989).

$$RQD = 115 - 3,3(Jv)$$

Donde:

RQD: Rock Quality Desing

Jv: Número de discontinuidades en 1 m³

1.8.3. Espaciado de las juntas

Este factor tiene una influencia importante sobre la estructura del macizo rocoso. Su resistencia disminuye según aumenta el número de juntas, siendo el espaciado de las juntas un elemento influyente en la disminución de resistencia (Ramírez, Cuadra, Laín, & Grijalbo, 1992).

Tabla 1.4: Clasificación de la apertura de las juntas.

CLASIFICACIÓN DE APERTURA DE LAS JUNTAS	
DESCRIPCIÓN	SEPARACIÓN
Abierta	> 5 mm
Moderadamente Abierta	1 – 5 mm
Cerrada	0.1 – 1 mm
Muy Cerrada	< 0.1

Fuente: Bieniawski,1989

1.8.4. Condición de las juntas.

Este parámetro, considera la separación o abertura de las juntas, su continuidad, rugosidad, la condición mecánica de las caras (duras o suaves) y la presencia o no, de material de relleno entre la misma (Feijoo, 1997).

Parámetros para analizar la condición de las juntas:

- Apertura

Consiste en la separación de las juntas, que según Bieniawski (1989) la clasifica de la siguiente manera:

- Tamaño

El tamaño de las juntas influye en la importancia que el material rocoso y la separación de las juntas tienen en el comportamiento del macizo rocoso (Ramírez, Cuadra, Laín, & Grijalbo, 1992).

- Rugosidad

Bieniawski (1989) establece 5 categorías de rugosidad:

- ✓ Rugosa
- ✓ Ligeramente rugosa
- ✓ Suave
- ✓ Espejo de falla.
- ✓ Dureza de los labios de la discontinuidad

Bieniawski (1989) considera 3 categorías de dureza:

- ✓ Dura
- ✓ Media
- ✓ Blanda

- Relleno

Es definida por su espesor, tipo de material presente en la junta, consistencia y continuidad.

1.8.5. Presencia de agua.

Según Feijoo (1997) es importante tomar en cuenta la influencia del régimen de agua en el macizo, ya que, el mismo incide en la estabilidad, para lo cual, se valora el flujo de agua en el macizo rocoso. El criterio utilizado es el siguiente:

- Completamente seco
- Húmedo

- Agua a presión moderada
- Agua a presión fuerte

1.8.6. Orientación de las fracturas principales o presencia de fallas.

Luego de analizar los 5 primeros parámetros y obtener un subtotal, es necesario realizar una corrección del mismo, debido a la presencia de fracturas o fallas para lo cual se utilizó datos que se muestran en la Tabla 1.5.

En esta tabla, Bieniawski (1989) toma en consideración las posiciones geométricas de las fracturas o fallas con respecto a la excavación, es decir, rumbo, buzamiento y dirección de buzamiento.

Tabla 1.5: Corrección por la orientación de las fracturas o fallas.

ORIENTACIÓN DE LAS FRACTURAS O FALLAS		MUY FAVORABLE	FAVORABLE	DISCRETA	DESFAVORABLE	MUY DESFAVORABLE
PUNTAJES	TUNEL	0	-2	-5	-10	-12
	FUNDICIÓN	0	-2	-7	-15	-25
	TALUD	0	-5	-25	-25	-60

Fuente: Bieniawski, 1989

Tabla 1.6: Corrección por la orientación de las fracturas o fallas.

RUMBO PERPENDICULAR AL EJE				RUMBO PARALELO AL EJE DEL TÚNEL		BUZAMIENTO
Dirección Según Buzamiento		Dirección Contra Buzamiento				
Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento	
Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable	Regular	Desfavorable

Fuente: Bieniawski, 1989

Tabla 1.7: Corrección por orientación de las fracturas.

CLASE No	I	II	III	IV	V
TIEMPO DE AUTO SOSTÉN	10 Años con luz de 6 m	6 Meses con luz de 4 m	1 Semana con luz de 4 m	5 Horas con luz de 1.6 m	10 Minutos con luz de 0.6 m
COHESIÓN DE LA ROCA KPa	> 300	200 a 300	150 a 200	100 a 150	< 100
ÁNGULO DE FRICCIÓN EN DEG	> 45	40 a 45	35 a 40	30 a 35	< 30

Fuente: Bieniawski, 1989

Luego de encontrar el respectivo valor se realiza la resta correspondiente y el total obtenido corresponde al RMR del macizo rocoso, el cual, sirve para el respectivo análisis de estabilidad; adicional, si es necesario soporte o no soporte (Feijoo, 1997).

Determinada la clase de roca se obtienen una serie de datos adicionales con relación al comportamiento del macizo rocoso.

Para la determinación del tipo de soporte requerido se utiliza la Tabla 1.8, acorde al valor de RMR o descripción de la roca se evalúa el soporte que va a requerir el macizo.

Tabla 1.8: Determinación del tipo de soporte requerido

CLASE DE MACIZO ROCOSO	ADEME		
	Pernos (Diámetro 20 mm)	Hormigón Lanzado	Marcos de Acero
RMR: 81-100	No necesita ademe excepto algunos pernos para refuerzo local.	No	No
RMR: 61-80	Pernos locales en el techo de 3 m de largo y espaciamiento de 2.5 m con malla ocasional.	50 mm en el techo donde fuera necesario.	No
RMR: 41-60	Pernos sistemáticos de 4 m de largo espaciamiento de 1.5 a 2 m en el techo y las paredes con malla.	50 – 100 mm en el techo y 30 mm en las paredes.	No

RMR: 21-40	Pernos sistemáticos de 1 a 5 m de largo, espaciamiento de 1 a 1.5 a 2 m en el techo y las paredes con malla.	100 – 150 mm en el techo y 100 mm en las paredes.	Marcos ligeros separados 1.5 m, donde hagan falta.
RMR: 0-20	Pernos sistemáticos de 5 a 6 m de largo, espaciamiento de 1 a 1.5 m en el techo y las paredes con malla.	150 – 200 mm en el techo, 150 mm en las paredes y 50 mm en el frente.	Marcos medianos a pesados espaciamiento de 0.75 m con estacas y jaula de ardilla donde se necesite.

Fuente: Bieniawski, 1989

1.9. Criterios para la construcción del pique

En esta parte del capítulo es necesario realizar una descripción de los criterios que deben analizarse para diseñar un pique, los que deben ser estudiados y resueltos antes de iniciar la etapa de construcción, con el fin de reducir el riesgo que implican los trabajos al interior de la superficie terrestre.

¿Qué es un pique?

Un pique es una excavación vertical o subvertical, construido en sentido descendente, pueden ser de sección circular, rectangular o cuadrada; y que requieren de una completa infraestructura de apoyo, superficial y subterránea, tanto para su diseño y construcción como para su operación posterior (Salinas, 1998).

Propósito del Pique.

Uno de los primeros temas a examinar es determinar cuál es el objetivo que debe cumplir el pique. De manera global el pique se diseña para alcanzar alguno de los siguientes cuatro propósitos: (Salinas, 1998)

Producción

Para la extraer minerales y estéril proveniente de la explotación de una mina subterránea.

Servicios

Aportar un adecuado acceso del personal y materiales en la actividad subterránea.

Ventilación

Permitir la entrada de aire fresco a labores subterráneas o para la salida del aire viciado, que es parte de un circuito de ventilación.

Exploración

Realizar labores propias de establecimiento de reservas minerales, como, por ejemplo, acceso de una máquina de sondaje, acceso del personal a toma de muestras, estudios geomecánicos, entre otros.

1.10. Variables para el diseño

Son los diferentes aspectos geométricos, geomecánicos y ambientales que determinan el método de construcción.

Sección

La sección de construcción es definida de acuerdo a la necesidad de la excavación y determina el tamaño de los diferentes equipos a utilizar.

Longitud

Determina la profundidad de la excavación, el sistema de extracción de material y la ventilación que también depende de la sección del túnel, pues, a menor sección hay mayores restricciones.

Inclinación o Pendiente

Factor clave en la eliminación de aguas provenientes de la perforación y las filtraciones propias del terreno, determina la necesidad de contar con un sistema de drenaje forzado con el uso de bombas o por gravedad con el uso de cunetas (Salinas, 1998).

Calidad de la Roca

Es una variable importante en la construcción del túnel, galería o pique, porque, de ella depende el tipo de sostenimiento que va a necesitarse, con el fin de utilizar el más adecuado.

A continuación, se describen los procedimientos para diseño de piques, universalmente aceptados, aplicado en la mayoría de organizaciones que construyen piques a nivel mundial; y que permite ordenar el diseño de su construcción; a la vez, de proponer revisiones periódicas de todas las etapas, que permitan hacer las modificaciones pertinentes (Salinas, 1998).

1.11. Ubicación e Inclinación

Es el factor más importante que debe revisarse; debe estar en una zona favorable desde un punto de vista topográfico, en una roca de excelente calidad, especialmente en la zona del fondo, tomando en cuenta que, de estas características dependen futuras profundizaciones.

El pique puede ser vertical o inclinado, dependiendo de la necesidad del mismo o a su vez de la inclinación del cuerpo mineralizado.

Salinas (1998) describe las siguientes diferencias entre un pique vertical e inclinado:

- La velocidad de los huinches de extracción es mayor, por lo que, se logran mayores capacidades de extracción.
- Los costos de mantenimiento de un pique vertical son menores, considerando que, en la extracción y movimiento del balde el único punto de contacto es entre: el elemento de guiado del balde y las guías del sistema.
- En la etapa de construcción es más simple mantener una plataforma de trabajo con su sistema de guiado colgante fijo o flexible, que ir colocando rieles o algún tipo de guía al piso en la etapa de profundización.
- La profundización de un pique vertical es de mayor velocidad que un pique inclinado.
- Es importante en proyectos de construcción de nuevas minas, puesto que, el aumento del tiempo de profundización aumenta la carga financiera de los grandes capitales necesarios para el proyecto en desarrollo.
- La profundización de un pique vertical se realiza en casi cualquier tipo de terreno, considerando que, el manejo de los sistemas de revestimientos es más sencillo.

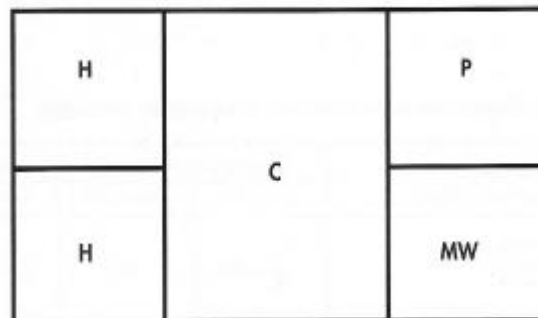
1.12. Definición del arreglo seccional del pique

Constituye la distribución armónica, de los espacios de la sección de un pique, aportando una operación eficiente en la etapa de construcción o producción (Salinas, 1998).

Es necesario definir los compartimentos del pique:

- Sistema de Izaje: Sección usada para el desplazamiento del balde.
- Acceso auxiliar del personal: Sector con escaleras y plataformas de descanso cada 10 metros.
- Ventilación: Sector por donde pasará el o los ductos de ventilación necesarios para los niveles inferiores de la mina.
- Servicios: Sector por el cual pasan las tuberías de aire comprimido, agua, cableado eléctrico.

Figura 1.3: Distribución de los compartimientos de un pique.



Fuente: Salinas, 1998

Nomenclatura

H: Sector de Izaje

C: Área de la jaula del personal.

P: Área de servicios de aire, agua, ventilación, energía.

MW: Acceso auxiliar del personal.

1.12.1. Diseño de la división seccional del pique.

Depende de la forma del pique, si es rectangular, circular o cuadrado, así como, de la división seccional que tendrá, además, de separar en secciones el pique, sirve como soporte para las paredes.

Para dividir el pique se utiliza los siguientes materiales:

1.12.2. Conjunto de vigas de acero en una sección rectangular y circular.

Al ser estructuras de acero brindan mayores beneficios, son completamente incombustibles, de secciones menores, frente a las de las vigas de madera, por lo que hay mayor área libre útil en la sección del pique, con ello, una mejor ventilación.

El espacio entre cada conjunto se determina con relación a los esfuerzos dinámicos que deben soportar por efecto de las guías, a más, de la calidad geomecánica de la roca, donde está emplazado el pique.

Cuando la calidad de la roca no es buena, generalmente, se usa conjuntos de vigas de acero colocados a cada 3 m de distancia. Además, se usa como revestimiento, hormigón, previo a un sostenimiento con pernos de anclaje y malla (Salinas, 1998).

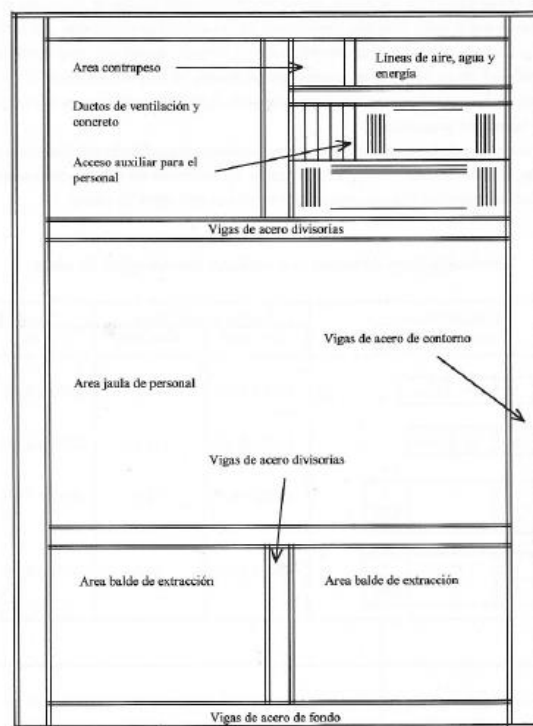


Figura 1.4: Arreglo seccional de un pique de 5 compartimentos.

Fuente: Salinas, 1998

1.13. Determinación del sostenimiento en la etapa de construcción

Corresponde al sostenimiento que es necesario realizar en las paredes del pique en la etapa de construcción y generalmente en piques de calidad de roca buena a media, pasa por la colocación de uno o combinación de los siguientes tipos de fortificación:

1.13.1. Pernos de anclaje mecánico

Los pernos de anclaje con cabeza de expansión o casquillo de expansión, son los más usados en aplicaciones mineras o civiles. Una cuña ranurada que el perno lleva en su extremo, por diseño, es tirada dentro del casquillo cónico de expansión a medida que el perno es rotado. Haciendo que el casquillo, al expandirse se "apriete" contra la pared perforada, produciendo el anclaje del perno (Salinas, 1998).

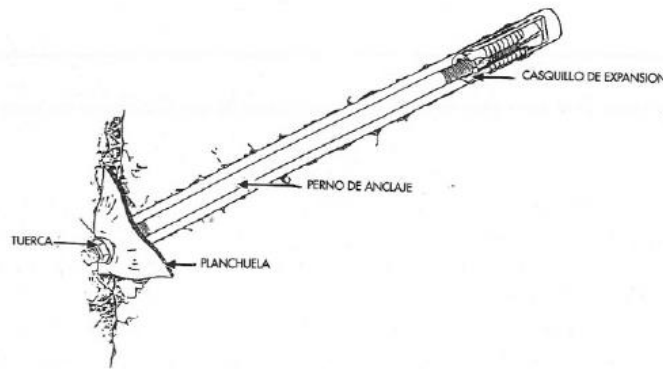


Figura 1.5: Perno de anclaje.

Fuente: Salinas,1998

Los pernos poseen varias ventajas tales como: bajo costo, una vez colocado brinda inmediatamente sostenimiento, la tensión aplicada en la cabeza del perno, al estar en contacto con el macizo rocoso es distribuida a todo el elemento, pudiendo combinarse con algún relleno para darle un sostenimiento permanente.

1.13.2. Mallas de sostenimiento

Las mallas de sostenimiento son tejidos de alambre trefilado y galvanizado que se utiliza conjuntamente con los pernos de anclaje para retener pequeñas partículas de roca que pueden ceder o desprenderse.

Las mallas son fabricadas en aceros los cuales pueden ser galvanizados, para ser utilizados en áreas en que existen agentes de corrosión:

Las mallas más utilizadas en mineras son:

Malla de acero tipo Bizcocho

Su abertura es en forma romboidal (Figura 1.6), cuyos lados son de dimensiones homogéneas, tienen una resistencia alámbrica de 38 a 44 kg/mm², adaptables a cualquier superficie e irregularidades, tienen una fácil deformación y manejo; existen varios tipos de esta malla:

Tabla 1.9: Características de la malla de acero

Tipo	Malla (mm)	Alambre #	Peso (Kg/m3)
5008	50	8	4,8
5010	50	10	3,1
10010	100	10	1,6
10006	100	6	3,5

Figura 1.6: Malla de acero de tipo bizcocho.

Fuente: Salinas, 1998

1.14. Diseño del método de excavación



Las operaciones subterráneas se diferencian de las superficiales, debido a la carencia de caras libres, porque, poseen apenas una cara libre, la cual se debe perforar y generar un alivio perpendicular a esa cara con la detonación de los primeros barrenos. Si no se crea el alivio apropiado cuando detonan los primeros barrenos, el resto de la voladura puede provocar una mala fragmentación y terminará soplándose los tiros. Una diferencia adicional en las operaciones subterráneas es el hecho de que los parámetros de voladura deben adecuarse a un contorno específico.

1.14.1. Perforación

La perforación de las rocas es la actividad principal en el campo de las voladuras, ya que esta es la primera operación y que tiene como finalidad abrir unos huecos

(barrenos) en la roca, con la distribución y geometría adecuada dentro del macizo, en donde se va a alojar el explosivo y sus accesorios de iniciación.

Definir el sistema de perforación va a depender de la dirección de los barrenos, el diámetro, el tipo de equipos, de la separación entre barrenos y sobre todo va a depender de las dimensiones del área de trabajo, por lo que, desarrollar una malla adecuada es transcendental para reducir el riesgo al mínimo y obtener una fragmentación adecuada de la roca.

Equipos de perforación

Existen dos procedimientos de perforación de rocas uno manual y otro mecanizado, para los cuales han desarrollado una amplia gama de equipos que se adaptan a las condiciones de cada labor.

La perforación mecanizada es cuando los equipos de perforación van montados sobre estructuras, de tipo mecano, con las que los operadores consiguen controlar todos los parámetros de la perforación desde unas posiciones cómodas, este tipo de perforación es aplicable en labores de gran tamaño (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

La perforación manual se lleva a cabo con equipos ligeros que son manejados a mano por los perforistas. Se utiliza para trabajos de pequeña envergadura donde por las dimensiones no es posible utilizar equipos de gran tamaño (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

De los diferentes métodos mecánicos de perforación el rotopercutivo es el más utilizado en casi todos los tipos de roca, la rotopercusión se basa en el impacto de una pieza de acero (pistón) que golpea a un útil que a su vez transmite energía al fondo del barreno por medio de un elemento final (boca) (López J, 2015).

Los equipos rotopercutivos se clasifican por la colocación del martillo ya sea en el fondo o en la cabeza, en este caso se explicará a breves rasgos el equipo con martillo en la cabeza, en el cual la percusión se realiza directamente sobre la roca de perforación, mientras que la rotación se efectúa en el exterior del barreno. El hacinamiento del pistón se lleva a cabo neumáticamente mientras que la rotación puede ser neumática o hidráulica (López J, 2015).

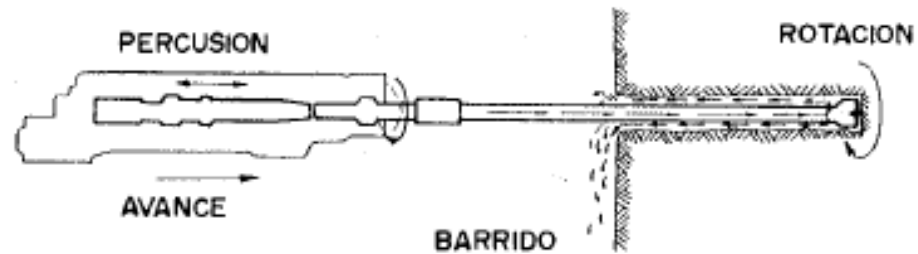


Figura 1.7: Acciones básicas en la perforadora rotopercutiva.

Fuente: López J, 1992

Dependiendo la resistencia a la compresión de las rocas y al diámetro de la perforación, López Jimeno presenta un ábaco (Figura 1.8) en el cual se delimitan los campos de aplicación de los diferentes métodos de perforación.

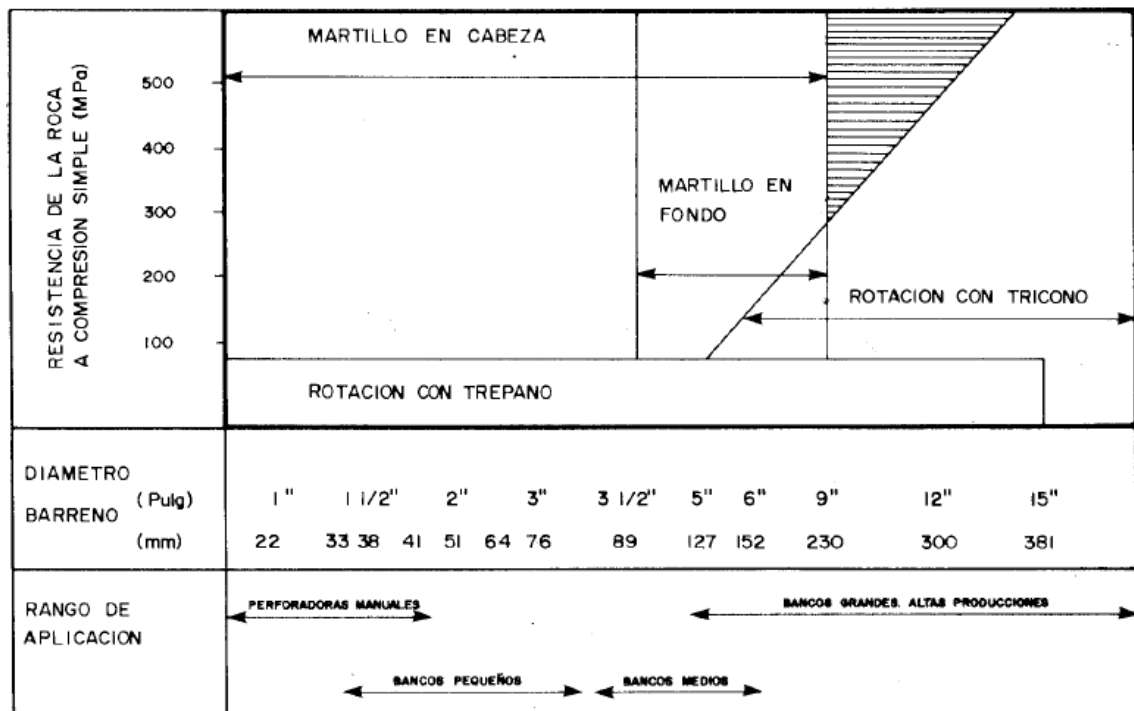


Figura 1.8: Campos de aplicación de los métodos de perforación en función de la resistencia de las rocas y el diámetro de los barrenos.

Fuente: López J, 1992

Perforadoras neumáticas

Este tipo de perforadora es el más usado en el medio de la pequeña minería y consiste en un martillo accionado por aire comprimido que consta de un cilindro cerrado con tapa delantera que dispone de una abertura axial donde va colocado el elemento porta barrenos, así como un dispositivo retenedor de las varillas de perforación (López J, 1992).

Además, cuenta con un pistón que con su movimiento alternativo golpea el vástago o culata a través del cual se transmite la onda de choque a la varilla, el paso del aire está regulado por una válvula que permite accionar el pistón, así mismo el sistema de barrido consta de un tubo que permite el paso del aire al interior de la varilla de perforación (López J, 1992).

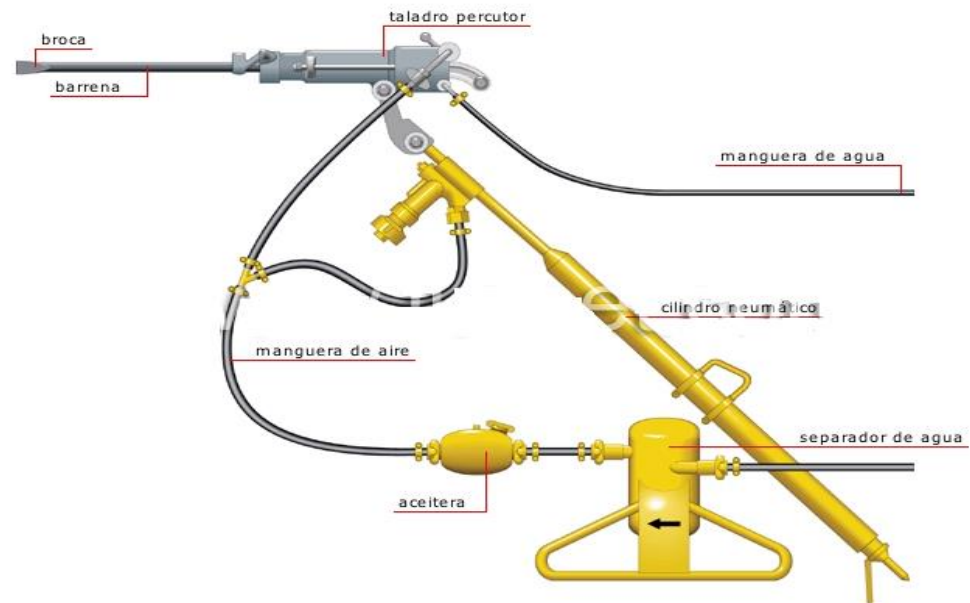


Figura 1.9: Máquina neumática de perforación.

Fuente: Atlas Copco, 2015

1.14.2. Voladura

Definición del tipo de explosivos a usar conforme al diagrama de perforación utilizado, el tipo de roca que se tenga en el proyecto específico y las cargas de explosivos más adecuadas (Salinas, 1998).

Actualmente, la mayoría de las perforaciones se hacen con una sección transversal circular, otorgando una mejor distribución de las presiones en la roca, adicional, reduce la necesidad de reforzar las paredes (Konya & Albarrán, 1998).

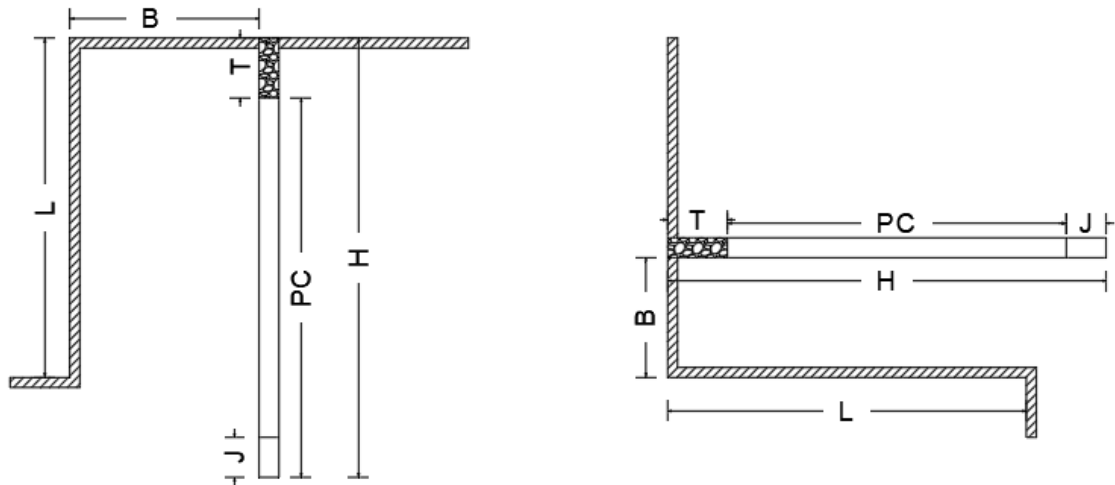


Figura 1.10: Perfil longitudinal de un barreno y sus partes.

Fuente: Konya & Albarran, 1998

Donde:

- B: Bordo
- T: Taco
- J: Sub-barrenación
- L: Altura de banco
- H: Profundidad del barreno
- PC: Longitud de la columna de explosivo

Bordo

La dimensión del bordo se conoce como la distancia más corta al punto de alivio, al detonar el barreno. El alivio está asociado a la cara original del banco o bien a una cara interna originada por una hilera de barrenos que se han disparado previamente, con un retardo anterior (Konya & Albarrán, 1998).

Determinar la dimensión del bordo idóneo es vital en una voladura, debido a que, cuando un bordo es demasiado pequeño, la fragmentación de la roca es muy fina; en cambio, si es muy grande el bordo produce una fragmentación muy gruesa, además, de existir tiros soplados. Se puede dar el caso, cuando los bordos son sobrecargados causan un exceso de confinamiento en los barrenos, resultando niveles de vibración significativamente más altos por kilogramo de explosivo utilizado, afectando directamente la estabilidad de las labores, en especial de las subterráneas.

Taco

Se refiere a la distancia del barreno sin carga explosiva, pero, rellena con material inerte; por lo general, con los mismos detritos de perforación, cuya función es retener y confinar los gases que se producen de la explosión en una voladura, con ello, lograr mayor rendimiento del explosivo. La distancia del taco es proporcional al bordo, aunque, no garantiza que los barrenos funcionen correctamente.

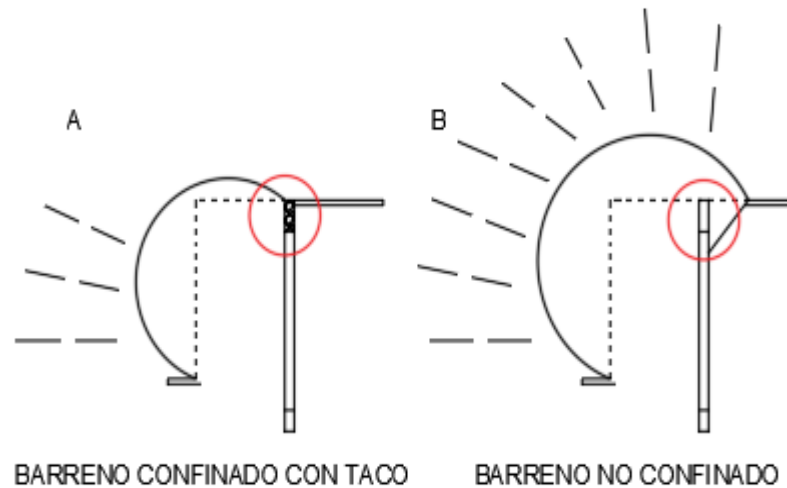


Figura 1.11: Barreno cargado y vacío.

Fuente: Konya & Albarran, 1998

Sub barrenación

Consiste en la profundidad adicional que se perfora por debajo del nivel de piso propuesto, lo cual aporta en asegurar un rompimiento de la roca a nivel. Los barrenos normalmente, no rompen la profundidad total.

Diámetro de barreno

El diámetro de barreno se determina dependiendo de los equipos.

Tiempo de iniciación y tolerancia del iniciador.

Si se pretende alcanzar un buen control de pared, baja vibración y poca violencia, el movimiento en secuencia de las hileras de barrenos es indispensable. Cuando se diseña una voladura, debe considerarse seriamente el efecto de la tolerancia en el tiempo de retardo, especialmente en los retardos de hilera a hilera (Konya & Albarrán, 1998).

Efecto del retardo de tiempo en la fragmentación

Determinar el tiempo de retardo es tan importante como definir el borde o espaciamiento de los barrenos. La diferencia que propone Konya (1998) entre una voladura simultánea y con retardo, está en el tamaño de los fragmentos; es decir, al tener una iniciación simultánea debe existir una mayor separación entre barrenos, pues, genera fragmentos sumamente gruesos y una alta vibración. Por otro lado, con una iniciación retardada se obtiene fragmentos pequeños, menor vibración, aunque, su costo es más elevado; en el caso de la construcción de un pique por el espacio y los equipos a utilizar es óptimo tener fragmentos pequeños.

Tabla para retardos entre barrenos

Tabla 1.10: Tiempo de retardo barreno a barreno.

Tipo de Roca	Constante T_H (ms/m)
Arenas, Margas, Carbón	6.5
Algunas Calizas, Esquistos	5.5
Calizas compactas y mármoles, algunos granitos y basaltos, Cuarcita, algunos gneis	4.5
Feldespatos Porfídicos, gneis compactos y mica, magnetitas	3.5

Fuente: Konya & Albarran, 1998

Tabla para retardo entre hileras

Tabla 1.11: Tiempo de retardo barreno a barreno.

Constante T_H (ms/m)	Resultado
6.5	Violencia, sobrepresión de aire excesiva, rompimiento trasero. etc.
8.0	Pila de material alta cercana a la cara, sobrepresión y rompimiento moderados
11.5	Altura de pila promedio, sobrepresión y rompimiento promedio
16.5	Pila de material disperso con rompimiento trasero mínimo

Fuente: Konya & Albarran, 1998

La selección de un tiempo aproximado en milisegundos se obtiene determinando un factor de tiempo con referencia a las Tablas 1.10 y 1.11. Los valores obtenidos pueden ser difíciles, o imposibles de implementar en el campo, tomando en cuenta las limitaciones de los dispositivos disponibles de los fabricantes.

Tamaño de fragmentación de la roca.

El tamaño al que se rompe la roca en una voladura, depende de la manera en que la energía trabaja tanto entre barrenos cómo entre hileras. El espaciamiento de los barrenos está supeditado al tiempo de iniciación. La fragmentación se ve afectada, si el espaciamiento y el tiempo de iniciación están mal (Konya & Albarrán, 1998).

1.14.3. Sección de voladura

Cálculo del barreno vacío.

$$D_H = d_H \sqrt{N}$$

Donde:

D_H : Diámetro equivalente de un sólo barreno vacío (mm)

d_h : Diámetro de los barrenos vacíos (mm)

N : Número de barrenos vacíos

Cálculo del bordo

Bordo

$$B_1 = 1.5 D_H$$

La distancia entre el barreno central de expansión y los barrenos de la primera sección, no deben exceder de $1,7 D_H$ para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca (Langefords & Kihlstrom, 1973).

Por lo tanto:

$$B = 1,7 D_H$$

Distancia desde el centro de la cuña al primer cuadrante (R1).

Radio

$$R = B$$

Distancia entre barrenos dentro del cuadrante.

Distancia

$$S_c = B\sqrt{2}$$

Profundidad del barreno.

$$H = \frac{D_H + 16,51}{41,67}$$

Donde:

H: Profundidad (m)

D_H: Diámetro equivalente de un sólo barreno vacío (mm)

Profundidad de avance (L).

$$L = 0,95 * H$$

Donde:

H: Profundidad (m)

El cálculo de los hastiales se considerará aplicando la Técnica Sueca de voladuras de Gustafsson.

El espaciamiento de los barrenos de diámetro entre 32 – 40 mm varía de entre 0,35 a 0,6m (Gustafsson, 1977).

Por lo tanto, según Gustafsson (1977) el número de barrenos en los hastiales sería:

Techo y piso

$$N_{h1} = \frac{L_{h1}}{E_t}$$

Hastial derecho e izquierdo

$$N_{h2} = \frac{L_{h2}}{E_t}$$

Donde:

N_{h1}: Número de barrenos en el hastial 1

L_{h1}: Longitud del hastial (m)

E_t: Espaciamiento teórico (m)

Barrenos de destroza

Los barrenos de destroza son calculados dependiendo la dirección de perforación, en este caso al ser verticales el burden puede ser de entre 15 a 20 veces el diámetro de perforación.

$$V_d = 20 * D$$

Donde:

V_d : Barrenos de destroza

D : Diámetro de perforación.

Espaciamiento

$$E_d = 1,1 * V_d$$

Donde:

E_d : Separación de barrenos (m)

V_d : Barrenos de destroza

Número de barrenos de destroza

$$N_d = \frac{L_h}{E_d}$$

Donde:

E_d : Separación de barrenos (m)

L_{h1} : Longitud del hastial (m)

Profundidad de avance

$$L = 2B$$

Donde:

L : Avance (m)

B : Bordo (m)

Sub-Barrenación

$$J = 0.3B$$

Taco

$$T = 0.5B$$

Ángulo de ajuste

$$LO = 0.1 + H(TAN 2^\circ)$$

Donde:

LO: Ángulo de ajuste (m)

H: Profundidad del barreno (m)

Tiempo de retardo

Retardo de hilera a hilera.

$$t_r = T_R * B$$

Donde:

t_r: Retardo entre hileras (ms)

T_R: Factor de tiempo entre hileras (ms/m) Tabla 1.11

B: Bordo (m)

Densidad de carga

Densidad de carga es el peso de explosivo por longitud de carga para un diámetro dado (Konya & Albarrán, 1998).

$$d_e = \frac{SG_e * D_e^2 * \pi}{4000}$$

Donde:

d_e: Densidad de carga (Kg/m)

SG_e: Densidad del explosivo (gr/cm³)

D_e: Diámetro del explosivo (mm)

Explosivo total

Consiste en la cantidad total en kilogramos de explosivo que se va a utilizar por voladura.

$$Exp = N_{HT} * PC * d_e$$

Donde:

Exp: Explosivo total (Kg)

PC: Longitud a cargar en el barreno (m)

d_e: Densidad de carga lineal (Kg/m)

Volumen total

Volumen total de roca que se va a extraer por voladura.

$$V_{tr} = A * P$$

Donde:

V_{tr}: Volumen de roca a extraer (m³)

A: Área de la sección (m²)

P: Profundidad de perforación (m)

Factor de carga

Son los kilogramos de explosivo por metro cúbico de roca a volar.

$$FC = \frac{Exp}{V_{tr}}$$

Donde:

FC: Factor de carga (Kg/m³)

Exp: Explosivo total (Kg)

V_{tr}: Volumen de roca a extraer (m³)

1.15. Extracción de roca.

Método de extracción de material posterior a una voladura, dependerá de la longitud, sección e inclinación de la excavación.

1.16. Determinación del sistema de izaje del pique.

Corresponde al ordenamiento armónico de los equipos e instalaciones, que permiten un adecuado funcionamiento del pique, en su etapa de construcción.

Movimiento del balde

En la etapa de construcción el balde de extracción de material es accionado por una polea, que está ubicada en la parte alta del pique, el cual extrae el material del interior, para depositarlo en un buzón o en los vagones que se encargarán de sacar el material a la superficie.

Cable de Izaje provisional

Para seleccionar un cable de Izaje se debe identificar el peso del balde, cable, material a extraer, dependiendo la capacidad del mismo, tomando como referencia un factor de seguridad alto.

Cálculo del peso que el cable deberá soportar (Boríssov, Klókoc, & Gornovói, 1976).

$$Wt = 1.1 * (Wb + Wm + Wa)$$

Donde:

Wt: Peso que deberá sostener el cable (t)

Wb: Peso del balde vacío (t)

Wm: Peso del material a extraer (t)

Wa: Peso de los accesorios (t)

Una vez determinado el peso del cable que deberá soportar definimos la tensión.

$$T = Wt + Wc$$

Donde:

T: Tensión del cable (t)

Wt: Peso que deberá sostener el cable (t)

Wc: Peso máximo del cable suspendido (t)

Y la resistencia a la ruptura del cable se calcula:

$$R_r = 7 * T$$

Donde:

Rr: Resistencia de ruptura (t)

T: Tensión del cable (t)

Longitud del cable

La longitud del cable debe abarcar la profundidad del pique y la altura de la chimenea donde va a realizarse el volteo (Boríssov, Klókoc, & Gornovói, 1976).

$$L_{cable} = P + H_v + H_c$$

Donde:

L_{cable}: Longitud del cable (m)

P: Profundidad del pique (m)

H_v: Altura de volteo (m)

H_c: Altura piso exterior del pique

Distancia horizontal desde el eje del cable de extracción hasta el eje del tambor.

$$a = [(H_e + H_v) - 1] * \cot\theta + \frac{d_{polea}}{2}$$

Donde:

a: Distancia horizontal del eje (m)

H_v: Altura de volteo (m)

c: Altura del piso al eje del tambor (m)

θ: Ángulo de posicionamiento del eje de la polea con respecto al eje del tambor

Longitud inclinada desde la polea hasta el tambor del winche.

$$L_i = \sqrt{(((H_c + H_v) - c)^2) + ((a - \left(\frac{d_p}{2}\right))^2}$$

Donde:

L_i : Longitud inclinada

H_v : Altura de volteo (m)

H_c : Altura piso

H_c : Altura piso exterior del pique

Peso del cable

El peso del cable se va a determinar de acorde a la longitud total del cable y del peso por metro del cable obtenido del catálogo (Boríssov, Klókoc, & Gornovói, 1976).

$$R = L_{cable} * P_c$$

Donde:

R : Peso del cable de acero (Kg)

L_{cable} : Longitud del cable (m)

P_c : Peso por metro del cable (Kg/m)

Diámetro del tambor

$$D = 60 * d$$

Donde:

D : Diámetro del tambor (m)

d : Diámetro del cable (m)

Diámetro de la polea

Con el diámetro del cable calculado se determinará el diámetro de la polea, el cual estará dado por la relación entre el diámetro del cable con el de la polea.

Sistema de soporte de la polea

Para calcular el peso que tiene que soportar la estructura es necesario determinar la altura del empotramiento en la que va a estar la polea, esta altura se determina de la siguiente manera (Boríssov, Klókoc, & Gornovói, 1976):

$$H_e = H_s + H_{seg} + 0.75 * r_{polea}$$

Donde:

H_e : Altura de empotramiento de la polea (m)

H_s : Altura del balde (m)

H_{seg} : Altura de seguridad (m)

r_{polea} : Radio de la polea

Peso de la estructura

$$W_e = 0,22 * H_e * \sqrt{S_{max}}$$

Donde:

W_e : Peso de la estructura (t)

S_{max} : Esfuerzo máximo de ruptura del cable

Peso total a soportar por la polea

$$W_e = SL + SW + R + 170 * d_{polea}^2 + W_e$$

Donde:

W_e : Peso total (t)

SW : Peso del balde (Kg)

SL : Peso del balde cargado (Kg)

R : Peso del cable de acero (Kg)

d_{polea} : Diámetro de la polea (m)

W_e : Peso de la estructura (t)

Selección del winche

Para la selección de esta herramienta, se requiere determinar la potencia requerida a la tracción máxima; especificada anteriormente.

$$P = \frac{V * T}{33000 * E}$$

Donde:

- P: Potencia del motor del winche (HP)
- V: Velocidad (ft/min). Generalmente de 150 a 250 ft/m
- T: Tracción máxima requerida (lb)
- E: Eficiencia mecánica del winche.

Capacidad del balde

$$V_{balde} = a * l * p$$

Donde:

- V_{balde} : Volumen del balde (m³)
- A: Ancho (m)
- L: Longitud (m)
- P: Profundidad (m)

Peso del balde cargado

$$SL = \frac{V_{balde} * \gamma * \psi}{K_e}$$

Donde:

- SL: Peso del balde (Kg)
- γ : Peso volumétrico de la roca (t/m³)
- Ψ : Coeficiente de llenado (%)
- K_e : Factor de esponjamiento

Servicios.

Son todas aquellas actividades adicionales que es necesario diseñar, analizar e implementar tales como: energía, aire comprimido y aire fresco, extracción de gases y agua.

CAPÍTULO II

ANÁLISIS GEOMECÁNICO

2. Caracterización del macizo rocoso

2.1. Resistencia a la compresión uniaxial

Se realizó el análisis de 8 muestras de roca tomadas en el lugar donde se pretende construir el pique, dos muestras corresponden al techo, dos al lateral izquierdo, dos al lateral derecho y dos al piso, expuestas en el cuadro siguiente (Tabla 2.1).

Todas las muestras se cortaron a una dimensión de 6 cm de lado, con lo cual, el área expuesta a la carga es de 36 cm², constante para todos los ensayos.

Tabla 2.1: Resultados de ensayos de la compresión uniaxial.

RESULTADOS DE ENSAYOS DE RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL						
N°	Ubicación	Peso de la muestra	Peso de ruptura	Área expuesta	Resistencia	
		(gr)	(Kg)	(cm ²)	(Kg/cm ²)	(MPa)
1	Techo	605	19493	36	541.47	53.06
2	Techo	610	22817	36	633.81	62.11
3	L Izquierdo	572	18691	36	519.19	50.88
4	L Izquierdo	576	20320	36	564.44	55.32
5	L Derecho	616	23890	36	663.61	65.03
6	L Derecho	598	27043	36	751.19	73.62
7	Piso	524	24238	36	673.28	65.98
8	Piso	542	22196	36	616.56	60.42
				PROMEDIO	620.44	60.80

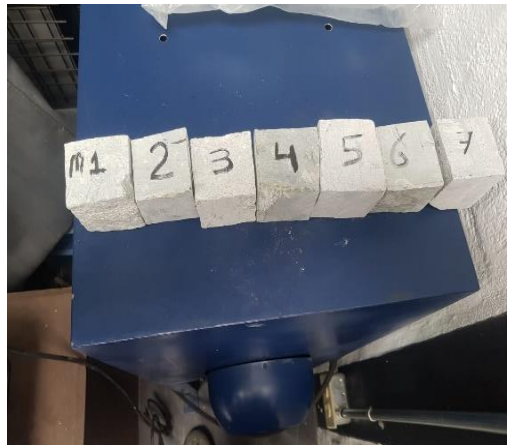


Figura 2.1: Muestras de roca



Figura 2.2: Prueba de compresión uniaxial.



Figura 2.3: Roca fracturada

2.2. Clasificación geomecánica del macizo rocoso

Para esta clasificación vamos a utilizar el sistema propuesto por Bieniawski (1989) explicado en el capítulo anterior, con el cual es posible obtener el índice de calidad del macizo rocoso (*Rock Mass Rating*) a partir de la medición de parámetros de campo, esto permitirá obtener una visión de la estabilidad en la excavación del pique.

Calidad de la roca.

Esta medición se realizó en un metro cúbico de la roca, debido a la falta de perforación de diamantina.

El número de juntas existentes es de 115, por lo cual se determinó el RQD con la siguiente formula (Feijoo, 1997).

$$RQD = 115 - 3,3(Jv)$$

Donde:

RQD: Rock Quality Desing

Jv: Número de discontinuidades en 1 m³

Tabla 2.2: Determinación del RQD.

MEDICION DE RQD	
Número de discontinuidades presentes en 1m3 de roca	9
RQD (%)	85.3

2.3. Espaciado de las juntas

Para la determinación del espaciamiento de las juntas, se realiza la medición de las juntas presentes en 3 metros horizontalmente, obteniendo las distancias expuestas en la Tabla 2.3.

Tabla 2.3: Resultados de la medición de espaciamiento entre discontinuidades

RESULTADOS DE LA MEDICIÓN DE ESPACIAMIENTO ENTRE DISCONTINUIDADES								
N°	Distancia entre juntas						Longitud Total	Promedio
	(cm)						(cm)	(cm)
1	5	15	25	18			63	15.75
2	10.5	62	5	52			129.5	32.37
3	16	29	14	47			106	26.5
Espaciamiento medio de las discontinuidades							265 mm	



Figura 2.4: Medición del espaciamiento entre discontinuidades.

2.4. Condición de las juntas

Se observa que el macizo presenta un bajo grado de fracturamiento.

Se determinó que la longitud es de 3 metros en unos casos y en otros más pequeña, pero por medidas de seguridad se va a trabajar con la medida de mayor longitud, además presentan aberturas rugosas, que aproximadamente tienen 2 mm de separación, lo que les clasifica entre moderadamente abiertas, con relleno de material arcilloso.

2.5. Presencia de agua

El área presenta gran cantidad de agua a presión moderada, debido a la construcción de galerías cercanas, las cuales pasan por fallas que transportan un flujo de agua que se infiltra desde la superficie.

2.6. Orientación de las discontinuidades

Las discontinuidades presentes en el área presentan un buzamiento de 75-85° que van Noreste – Suroeste, el rumbo del pique es 10° al Norte.

2.7. Valoración del macizo rocoso

Luego de analizar el macizo rocoso con el sistema propuesto por Bieniawski (1989), se determinó lo siguiente:

- Resistencia a la compresión: 60,80 MPa
- R.Q.D: 85,3 %
- Espaciamiento entre discontinuidades: 265 mm
- Longitud de la discontinuidad: 3 m
- Separación o abertura de discontinuidad: 2 mm aproximadamente
- Rugosidad: Rugosa
- Relleno: Arcilla
- Presencia de agua: Alta

En la tabla 2.4, se presenta el esquema de calificación de los parámetros antes descritos, y además la clasificación del macizo rocoso.

Tabla 2.4: Esquema de calificación de los parámetros

	PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN		Rango de valores						
1	Resistencia de la roca intacta	Índice de Point Load Test	>10 MPa	4-10 MPa	2-4MPa	1 - 2 MPa	Para rangos menores es preferible la prueba de compresión uniaxial.		
		Resistencia a la compresión Uniaxial	>250 MPa	100-250MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	<1MPa
	PUNTAJE		15	12	7	4	2	1	0
2	Rock Quality Designation		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	PUNTAJE		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de las discontinuidades		>2m	0.6-2m	200-600mm	60-200mm	<60mm		
	PUNTAJE		20	15	10	8	5		
4	Condición de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad (persistencia)	<1mm	1-3m	3-10 m	10-20 m	>20 m		
		PUNTAJE	6	4	2	1	0		
		Separación (abertura)	Ninguna	<0.1mm	0.1-1.0 mm	1-5mm	>5mm		
		PUNTAJE	6	5	4	1	0		
		Rugosidad	Muy rugoso	Rugoso	Ligeramente rugoso	Ondulado	Suave		
		PUNTAJE	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno Suave <5mm	Relleno suave >5mm		

5	Presencia de agua	PUNTAJE	6	4	2	2	0
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Altamente alterada	Descompuesta
		PUNTAJE	6	5	3	1	0
		Caudal por 10 m de túnel (l/m)	Ninguno	<10	10-25l	25-125	>125
5	Presencia de agua	Presión de agua / Tensión principal mayor	0	<0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5
		Estado general	Completamente seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo
		PUNTAJE	15	10	7	4	0

Fuente: Bieniawski,1989.

Tabla 2.5: Rumbo perpendicular al eje.

RUMBO PERPENDICULAR AL EJE				RUMBO PARALELO AL EJE DEL TUNEL		BUZAMIENTO
Dirección Según Buzamiento		Dirección Contra Buzamiento				
Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento	
Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable	Regular	Desfavorable

Fuente: Bieniawski,1989.

Tabla 2.6: Corrección por orientación de las fracturas.

ORIENTACION DE LAS FRACTURAS O FALLAS		MUY FAVORABLE	FAVORABLE	DISCRETA	DESFAVORABLE	MUY DESFAVORABLE
PUNTAJES	TUNEL	0	-2	-5	-10	-12
	FUNDICION	0	-2	-7	-15	-25
	TALUD	0	-5	-25	-25	-60

Fuente: Bieniawski, 1989

Puntaje total:50

Tabla 2.7: Clasificación de macizos a partir de puntajes totales.

CLASIFICACIÓN DE MACIZOS A PARTIR DE PUNTAJES TOTALES					
PUNTAJE	81 a 100	61 a 80	41 a 60	21 a 40	< 21
CLASE	I	II	III	IV	V
CALIDAD	Muy buena	Buena	Discreta	Pobre	Muy pobre
CLASE No	I	II	III	IV	V
TIEMPO DE AUTO SOSTEN	10 Años con luz de 6m	6 Meses con luz de 4m	1 Semana con luz de 4m	5 Horas con luz de 1.6m	10 Minutos con luz de 0.6m
COHESION DE LA ROCA KPa	> 300	200 a 300	150 a 200	100 a 150	< 100
ANGULO DE FRICCIÓN EN DEG	> 45	40 a 45	35 a 40	30 a 35	< 30

Fuente: Bieniawski,1989.

Tabla 2.8: Resultado del cálculo del RMR

CLASE DE MACIZO ROCOSO	ADEME		
	Pernos (Diámetro 20mm)	Hormigón Lanzado	Marcos de Acero
RMR: 81-100	No necesita ademe excepto algunos pernos para refuerzo local.	No	No
RMR: 61-80	Pernos locales en el techo de 3m de largo y espaciamiento de 2.5m con malla ocasional.	50 mm en el techo donde fuera necesario.	No
RMR: 41-60	Pernos sistemáticos de 4m de largo espaciamiento de 1.5 a 2m en el techo y las paredes con malla.	50 - 100mm en el techo y 30mm en las paredes.	No
RMR: 21-40	Pernos sistemáticos de 1 a 5m de largo, espaciamiento de 1 a 1.5 a 2m en el techo y las paredes con malla.	100 - 150mm en el techo y 100mm en las paredes.	Marcos ligeros separados 1.5m, donde hagan falta.
RMR: 0-20	Pernos sistemáticos de 5 a 6m de largo, espaciamiento de 1 a 1.5m en el techo y las paredes con malla.	150 - 200mm en el techo, 150mm en las paredes y 50mm en el frente.	Marcos medianos a pesados espaciamiento de 0.75m con estacas y jaula de ardilla donde se necesite.

Fuente: Bieniawski,1989.

CAPÍTULO III

DISEÑO DEL PIQUE MINERO

3. Metodología de diseño

Una vez determinado la calidad del macizo rocoso se puede dar paso a la etapa de diseño del pique, el mismo que va a servir para extraer el mineral de los niveles inferiores de la mina Goldmins.

3.1. Características del pique a construir:

Tabla 3.1: Características del pique

Características del pique			
Dimensiones	Ancho	2	m
	Largo	2,5	m
	Profundidad	120	m
	Área	5	m ²
Inclinación		90°	Vertical
Compartimentos		2	
Tipo de roca		Andesita	
Densidad de roca		2,7	t/m ³
Volumen a extraer de material		600	m ³
Toneladas de roca a extraer		1620	t

3.2. Diseño del pique

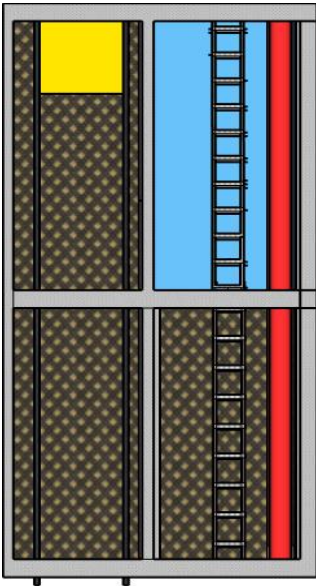


Figura 3.1: Modelo del pique.

3.3. Ubicación e inclinación

La ubicación del pique está a unos 1200 m de la boca mina, su acceso es por una galería principal, en la cota 1160 m.s.n.m en el nivel cero de la mina (figura 3.2). Por lo que es de suma importancia la construcción de este pique con el fin de explotar la estructura mineralizada a una cota inferior al del nivel cero.

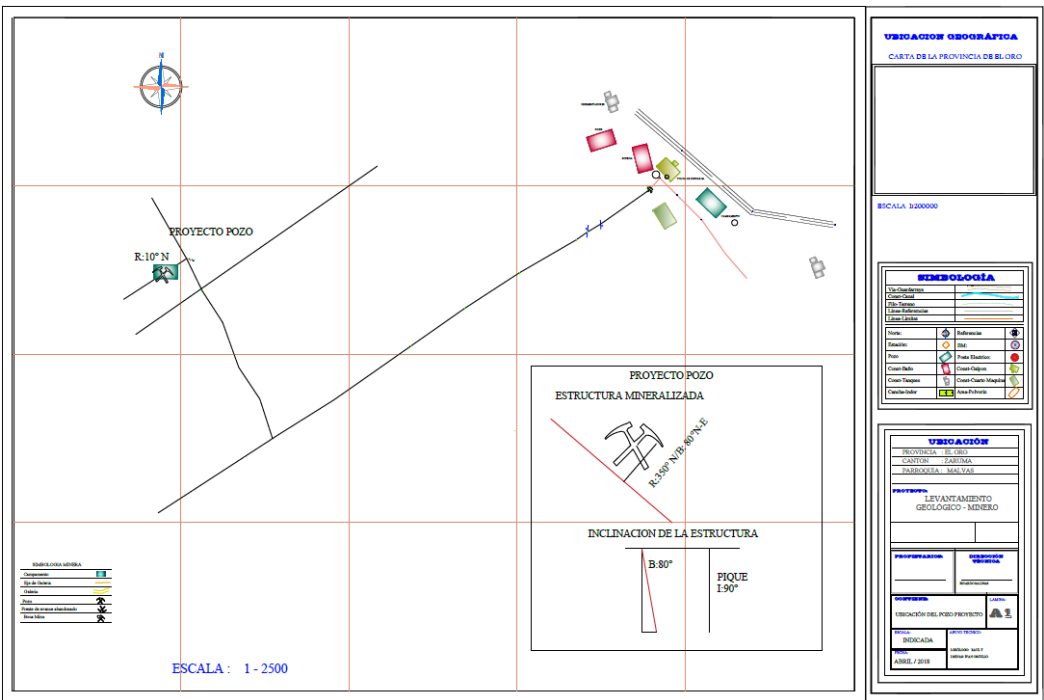


Figura 3.2: Levantamiento topográfico y de ubicación del pique.

La inclinación del pique está determinada por varios factores, entre ellos el ángulo de buzamiento de la estructura mineralizada, la cual es de -80° , siendo esta una estructura vertical, por lo tanto, la inclinación del pique va a ser casi paralelo a la veta, es decir va a tener un ángulo de inclinación de 90° , como está en la figura 3.3.

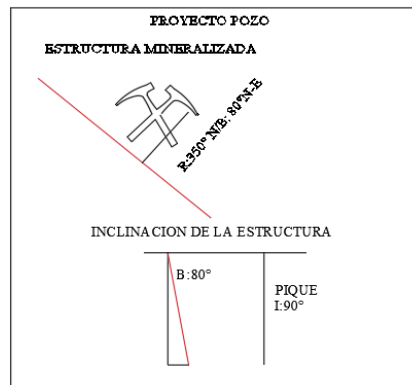


Figura 3.3: Levantamiento de la estructura mineralizada.

3.4. Sección del pique

La forma de la sección transversal del pique va a depender de varios factores, entre ellos tenemos el tiempo de duración del pique, la calidad del macizo rocoso, la dirección de las discontinuidades, la disposición de materiales para la entibación, entre otros.

Analizando todos estos factores y en especial el tipo de macizo rocoso en donde se va a construir el pique se ha definido que la forma del pique va a ser rectangular, debido que se va a emplear casi toda el área, además de la facilidad para la colocación de los elementos necesarios para el sostenimiento.

3.4.1. Sección luz del pique

La sección del pique va a estar dividida en dos compartimentos, uno para el balde del winche, el segundo espacio va a ser usado para el acceso del personal con la colocación de escaleras y también para las diferentes tuberías y cableados necesarios para los

niveles inferiores, esta distribución va a ser determinada gráficamente, considerando espacio que debe tener para los marcos.

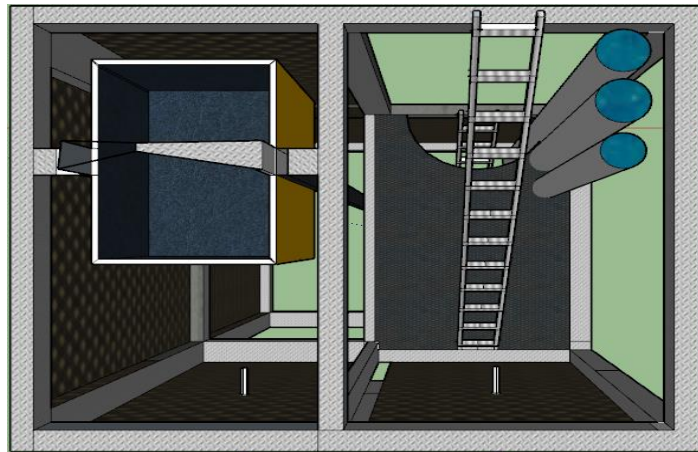


Figura 3.4: Distribución de la sección del pique, vista en planta.

3.5. Calidad del macizo rocoso

De acorde al análisis geomecánico realizado aplicando el sistema de Bieniawski (1977) se determinó que la construcción vertical del pique va a estar en una roca andesítica de tipo 3, es decir de calidad media por lo que va a ser necesario el uso de elementos de fortificación.

3.6. Fortificación y sostenimiento

El desarrollo de labores subterráneas tiene un alto riesgo por lo que es necesario garantizar la seguridad de los trabajadores, proteger los equipos y herramientas, además de evitar el colapso de las paredes de la labor.

De acorde al análisis geomecánico se pudo determinar que es necesario la colocación de pernos sistemáticos de 2 metros de largo, cuya separación puede ir de 1.5 a 2 metros en el techo, además del uso de malla electro soldada en las paredes.

3.6.1. Características de los pernos de anclaje

Los pernos que se van a utilizar son pernos de tipo Saferock, que son especialmente diseñados para el refuerzo de rocas, se los va a colocar a una distancia de 1,5 metros cada uno en el techo, sobre una malla electro soldada. Esto va a permitir mantener la integridad de la roca sometida a esfuerzos.

Tabla 3.2: Características del perno de anclaje.

Características del perno de anclaje					
Diámetro normal	Masa*	Paso del hilo, P	Ancho base, A	Ancho H máximo	Núcleo N máximo
mm	Kg/m	mm	mm	mm	mm
22	2,85	11,09	9,24	24,6	21,4
25	3,87	12,50	7,40	28,0	24,0

Fuente: Unifer 2017



Figura 3.5: Perno de anclaje.

Fuente: Unifer 2017

3.6.2. Malla electro soldada

Además de la colocación de pernos es necesario colocar una malla electro-soldada que es fácil de maniobrar, posee unas características de alta resistencia es lo suficientemente fuerte y rígida para prevenir desprendimientos y caídas de rocas.

La malla que se va a colocar tiene las siguientes características:

Tabla 3.3: Características de la malla electro soldada.

Material / Tipo de malla	TECCO G80/4
Apertura de malla	102 mm x 177 mm
Diámetro de alambre	4 mm
Límite elástico (alto) del acero	Min. 1770 MPa
Carga de ruptura del alambre individual	22 kN
Resistencia a tracción de la malla	190 kN/m
Peso unitario de la malla	2,6 Kg/m ²

Fuente: Armacero, 2017

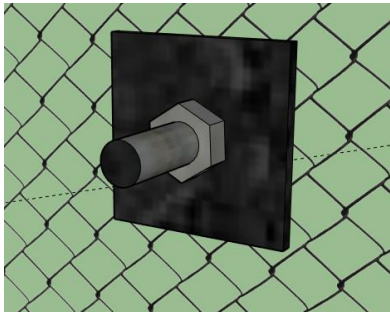


Figura 3.6: Perno de anclaje y malla

3.7. Perfiles de acero

De acuerdo a la clasificación del macizo rocoso es necesario solo el uso de pernos de anclaje y malla, sin embargo, se van a utilizar marcos de acero que van a tener un doble propósito que es el de dividir las secciones del pique y el de brindarle un sostenimiento a la roca.

El acero, al ser un material muy resistente, va a permitir que el pique tenga un tiempo de vida largo, que difiere de usar madera, debido a las condiciones que se presentan en el área de construcción, la consumiría enseguida provocando un costo extra al tener que remplazar la madera y por ende un riesgo de colapso de la estructura.

Además, los perfiles de acero son idóneos en lugares de espacios reducidos, debido a su tamaño y alta resistencia.

A continuación, se presenta el tipo de perfil que se va a utilizar:

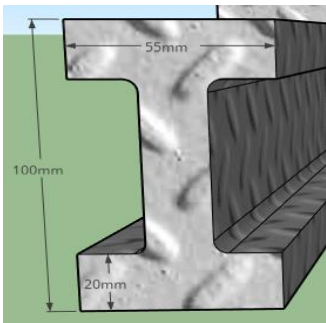


Figura 3.7: Perfil de acero tipo I

Tabla 3.4: Características mecánicas del perfil de acero.

Propiedades Mecánicas	
Resistencia mecánica	Punto de Fluencia

Kg/mm ²	MPa	Kg/mm ²	MPa
37 - 52	370 - 520	24	235

Fuente: Dipac 2016

Los marcos de acero van a colocarse cada 6 metros como norma de seguridad a medida que desciende más el pique. En total en los 120 metros que va a tener el pique se van a colocar: 20 marcos de 2x2,5 metros.

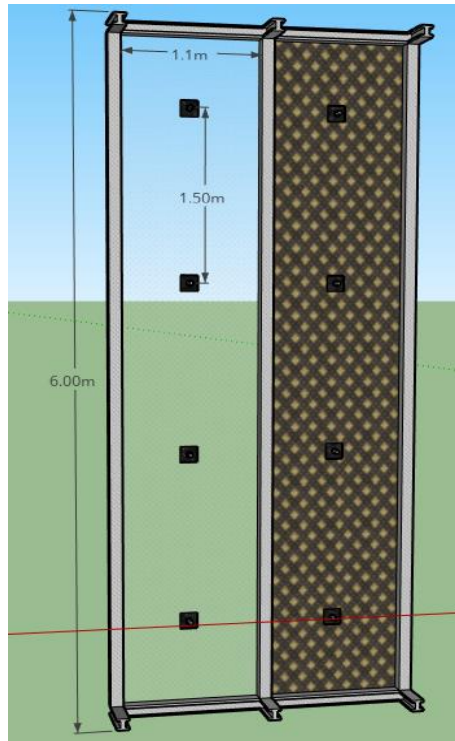


Figura 3.8: Sección vertical del pique.

3.8. Parámetros de excavación

3.8.1. Dirección de perforación

De acorde a la dirección del pique y que se aplicara en la voladura la perforación va a tener un ángulo de 90°, es decir va a ser vertical como se indica en la siguiente figura.

3.8.2. Diámetro de perforación

Este parámetro está definido por el equipo que se va a utilizar para la perforación de la roca, una perforadora manual YT-27 que dentro de sus accesorios de perforación utiliza brocas de 38mm de diámetro, son brocas de botones cilíndricos de carburo de

tungsteno que están distribuidos sobre la superficie de la broca, son brocas especiales para una perforación rotopercutiva.



Figura 3.9: Brocas de botones.

Fuente: Atlas Copco

3.8.3. Profundidad de perforación

La profundidad necesaria según el método de voladura de Konya para obtener una fragmentación idónea de la roca tiene que ser de 2.03 metros, por lo que el barreno que más se apega es uno de 2,4 metros que se puede obtener en el mercado.



Figura 3.10: Barras de perforación cónicas.

Fuente: Atlas Copco

3.8.4. Equipos de perforación

El equipo de perforación a utilizar va a ser una perforadora neumática YT-27, la cual tiene las siguientes características:

Es una maquina manual, de tipo Jack Leg, accionada mediante aire, que se utiliza principalmente para perforación de agujeros en rocas con diámetros que van desde los 32mm hasta los 45mm, en diferentes ángulos y con una profundidad de hasta 5 metros.

Tabla 3.5: Características de la perforadora YT-27.

CARACTERISTICAS DE LA PERFORADORA YT-27		
Características	Especificaciones	Unidades
Peso	27	Kg
Largo	668	mm
Tamaño del shank (hex*L)	22 x 108	mm
Diámetro de perforación	34 - 45	mm
Diámetro del pistón	80	mm
Presión de aire	0.5	Mpa
Consumo de aire	125	Cfm
Frecuencia de impacto	≥ 39	Hz
Rotación	300	rpm
Diámetro interior para la entrada de aire	25	mm

Fuente: Atlas Copco



Figura 3.11: Máquina de barrenación YT-27.

Fuente: Atlas Copco

3.9. Diseño de voladura

A continuación, para calcular el diseño de voladura se utilizará los métodos propuestos por Langefors (1973) y Gustafsson (1977), expuestos y descritos en el capítulo 1.

3.9.1. Cálculo del barreno vacío

$$D_H = d_H \sqrt{N}$$

$$D_H = 38\sqrt{4}$$

$$D_H = 76 \text{ mm}$$

Donde:

D_H : Diámetro equivalente de un sólo barreno vacío (mm)

d_h : Diámetro de los barrenos vacíos (mm)

N: Número de barrenos vacíos

3.9.2. Cálculo del bordo

Bordo 1

$$B_1 = 1.5 D_H$$

$$B_1 = 1,5 * 0,076$$

$$B_1 = 0,11m$$

La distancia entre el barreno central de expansión y los barrenos de la primera sección, no deben exceder de $1,7 D_H$ para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca (Langefords & Kihlstrom, 1973).

Por lo tanto:

$$B_1 \leq 1,7 D_H$$

$$0,11 \leq 1,7 * 0.076$$

$$0,11 \leq 0.12$$

Teniendo un resultado de 0,11 lo que es favorable.

Bordo 2

$$B_2 = 2,12 D_H$$

$$B_2 = 2,12 * 0.076$$

$$B_2 = 0,16 m$$

Bordo 3

$$B_3 = 4,5 D_H$$

$$B_3 = 4,5 * 0,076$$

$$B_3 = 0,34 m$$

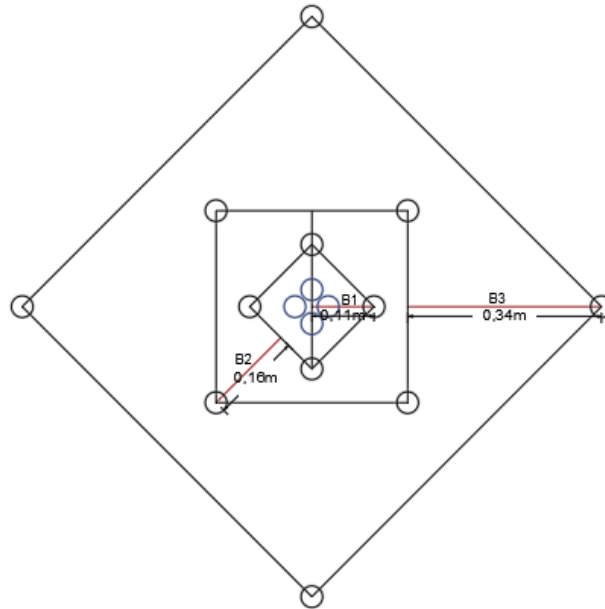


Figura 3.12: Bordo; Diseño del cuele y contra cuele.

3.9.3. Distancia desde el centro de la cuña al primer cuadrante (R1)

Radio 1

$$R_1 = B_1$$

$$R_1 = 0,11 \text{ m}$$

Radio 2

$$R_2 = 3,18 * D_H$$

$$R_2 = 3,18 * 0,076$$

$$R_2 = 0,24 \text{ m}$$

Radio 3

$$R_3 = 6,75 * D_H$$

$$R_3 = 6,75 * 0,076$$

$$R_3 = 0,513 \text{ m}$$

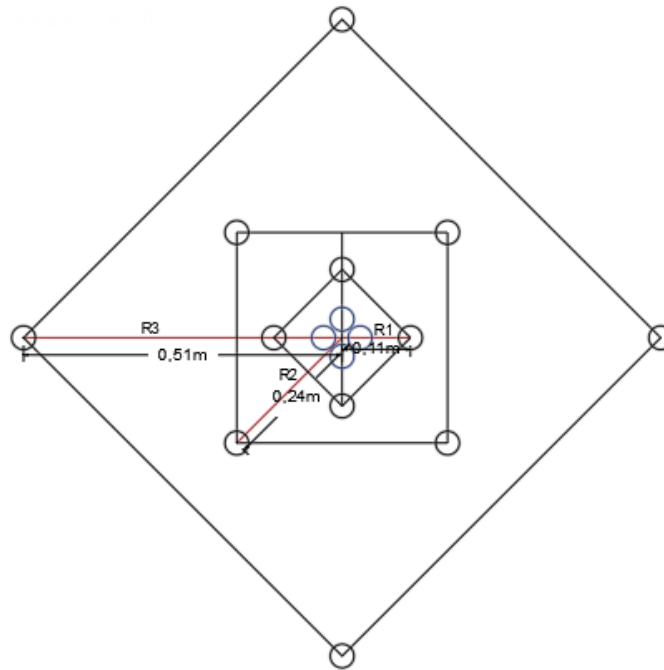


Figura 3.13: Radio; Diseño del cuele y contra cuele.

3.9.4. Distancia entre barrenos dentro del cuadrante

Distancia 1

$$Sc_1 = B_1 \sqrt{2}$$

$$Sc_1 = 0,11 \sqrt{2}$$

$$Sc_1 = 0,15 \text{ m}$$

Distancia 2

$$Sc_2 = 4,5 * D_H$$

$$Sc_2 = 4,5 * 0,076$$

$$Sc_2 = 0,34 \text{ m}$$

Distancia 3

$$Sc_3 = 9,54 * D_H$$

$$Sc_3 = 9,54 * 0,076$$

$$Sc_3 = 0,72 \text{ m}$$

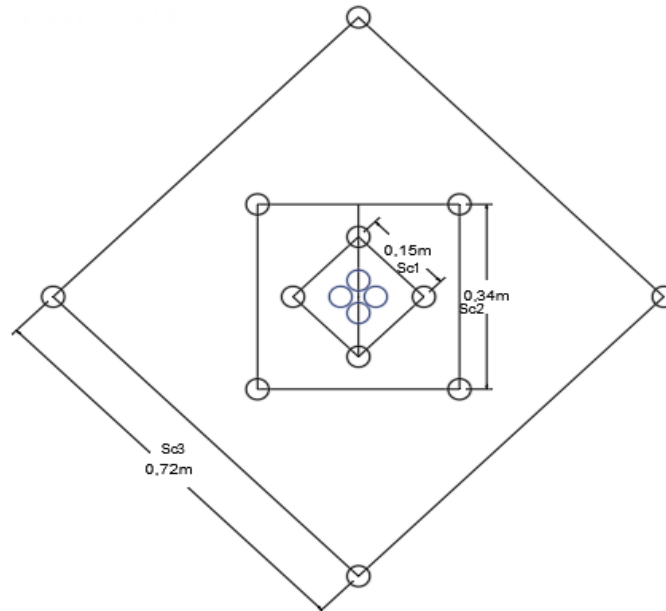


Figura 3.14: Espaciamiento entre barrenos. Diseño del cuele y contra cuele.

3.9.5. Profundidad del barreno

$$H = \frac{D_H + 16,51}{41,67}$$

$$H = \frac{76 + 16,51}{41,67}$$

$$H = 2,22 \text{ m}$$

Donde:

H: Profundidad (m)

D_H: Diámetro equivalente de un sólo barreno vacío (mm)

3.9.6. Profundidad de avance (L)

$$L = 0,95 * H$$

$$L = 0,95 * 2,22$$

$$L = 2,10 \text{ m}$$

3.9.7. Barrenos complementarios

Barrenos de destroza

Los barrenos de destroza son calculados dependiendo la dirección de perforación, en este caso al ser verticales el burden puede ser de entre 15 a 20 veces el diámetro de perforación.

$$V_d = 20 * D$$

$$V_d = 20 * 0.038$$

$$V_d = 0,76 \text{ m}$$

Espaciamiento

$$E_d = 1,1 * V_d$$

$$E_d = 1,1 * 0,76$$

$$E_d = 1,1 * 0,83 \text{ m}$$

$$E_d = 0,91 \text{ m}$$

Donde:

E_d : Separación de barrenos (m)

L_{h1} : Longitud del hastial (m)

Número de barrenos de destroza

$$N_d = \frac{L_h}{E_d}$$

$$N_d = \frac{2,5}{0,83}$$

$$N_d = 3 \text{ barrenos en el techo y 3 en el piso}$$

$$N_d = \frac{2}{0,83}$$

$$N_d = 2,40$$

Debemos colocar 1 barreno al hastial derecho y otro al izquierdo debido que por las dimensiones del pique van a quedar muy apegadas a las destrozas en el techo y piso.

Barrenos de contorno

El cálculo de los barrenos de contorno se considerará aplicando la Técnica Sueca de voladuras de Gustafsson.

El espaciamiento de los barrenos de diámetro entre 32 – 40 mm varía de entre 0,35 a 0,6m (Gustafsson, 1977).

Para el cálculo del pique se tomará el valor de 0.45, debido a que si es muy separado puede fracasar la voladura.

Por lo tanto, según Gustafsson (1977) el número de barrenos en los hastiales sería:

Techo y piso

$$N_{h1} = \frac{L_{h1}}{E_t}$$

$$N_{h1} = \frac{2,5}{0,45}$$

$$N_{h1} = 5,55$$

$$N_{h1} = 6 \text{ barrenos}$$

$$N_{h1} = 6 * 2$$

$$N_{h1} = 12 \text{ barrenos entre piso y techo}$$

Hastial derecho e izquierdo

$$N_{h2} = \frac{L_{h2}}{E_t}$$

$$N_{h1} = \frac{2}{0,45}$$

$$N_{h1} = 4,44$$

$$N_{h1} = 5 \text{ barrenos por hastial}$$

$$N_{h1} = 3 * 2$$

$$N_{h1} = 6 \text{ barrenos entre hastial derecho e izquierdo}$$

Debemos colocar 6 barrenos, debido a que dos barrenos en el techo y piso van a quedar muy apegados a los hastiales lo que provocaría una falla en la voladura.

Donde:

N_{h1} : Número de barrenos en el hastial 1

L_{h1} : Longitud del hastial (m)

E_t : Espaciamiento teórico (m)

3.9.8. Tiempo de retardo entre cuadrantes

Retardo de cuele a hastiales.

Bordo 1 inicia directo con el cordón detonante.

Bordo 2

$$t_r = T_R * B$$

$$t_r = 8 * 0,16$$

$$t_r = 1,28 \text{ ms}$$

Bordo 3

$$t_r = T_R * B$$

$$t_r = 8 * 0,34$$

$$t_r = 2,72 \text{ ms}$$

Destroza y Hastiales

$$t_r = T_R * B$$

$$t_r = 8 * 0,45$$

$$t_r = 3,6 \text{ ms}$$

Donde:

t_r : Retardo entre hileras (ms)

T_R : Factor de tiempo entre hileras (ms/m) según Tabla 1.11

B : Bordo (m)

3.9.9. Densidad de carga

$$d_e = \frac{SG_e * D_e^2 * \pi}{4000}$$

$$d_e = \frac{1,38 * 22,2^2 * \pi}{4000}$$

$$d_e = 0,53 \text{ Kg/m}$$

Donde:

d_e : Densidad lineal de carga (Kg/m)

SG_e : Densidad del explosivo (gr/cm³)

D_e : Diámetro del explosivo (mm)

3.9.10. Explosivo total

$$Exp = N_{HT} * PC * d_e$$

$$Exp = 30 * 1,67 * 0,53$$

$$Exp = 26,55 \text{ Kg}$$

Donde:

Exp : Explosivo total (Kg)

PC : Longitud a cargar en el barreno (m)

d_e : Densidad de carga (Kg/m)

N_{Ht} : Barrenos totales

3.9.11. Volumen total de roca por voladura

$$V_{tr} = A * P$$

$$V_{tr} = (2,5 * 2) * 2,2$$

$$V_{tr} = 11 \text{ m}^3$$

Donde:

V_{tr}: Volumen de roca a extraer (m³)

A: Área de la sección (m²)

P: Profundidad de perforación (m)

3.9.12. Factor de carga por metro cúbico

$$FC = \frac{Exp}{V_{tr}}$$

$$FC = \frac{26,55}{11}$$

$$FC = 2,41 \text{ Kg/m}^3$$

Donde:

FC: Factor de carga (Kg/m³)

Exp: Explosivo total (Kg)

V_{tr}: Volumen de roca a extraer (m³)

3.9.13. Elementos de voladura

Sustancia explosiva

Para elegir el explosivo es necesario conocer las características, las ventajas y desventajas que poseen, ya que de esto va a depender el buen desarrollo de las actividades de construcción del pique.

Para la construcción de este pique debido a la alta presencia de agua, a la resistencia de la roca es necesario constar con un explosivo que sea resistente al agua, que posea

un alto poder rompedor y sobre todo un volumen considerable de gases que permita una buena fragmentación y desplazamiento de la roca.

Debido a las características del área el explosivo que vamos a utilizar es la Gelatina Especial, que posee una alta resistencia al agua, alto poder rompedor, alta velocidad de detonación y elevada densidad, que generan un factor de impedancia optimo, a lo que se suma un adecuado acoplamiento en el taladro, capaces de transferir a la roca un alto porcentaje de su energía liberada, proporcionando una óptima fragmentación especialmente en rocas tenaces, lo que se refleja en la productividad de la secuencia de operaciones de limpieza y transporte del material volado (EXSA, 2018).

Las características de la Gelatina Especial son:

Tabla 3.6: Características técnicas del explosivo.

Especificaciones técnicas	Unidades	Gelatina Especial 75
Densidad	g/cm ³	1.38 +/- 3%
Velocidad de detonación*	m/s	5,500 +/- 200
Presión de detonación**	kbar	157
Energía**	KJ/kg	3,971
RWS**	%	105
RBS**	%	182
Volumen de gases	l/Kg	973
Resistencia al agua	-	Excelente
Categoría de humos	Categoría	1 era

* Sin confinar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro.

** Calculadas con programa de simulación TERMODET a condiciones ideales de 1 atm.

Fuente: Exsa, 2018



Figura 3.15: Gelatina especial.

Fuente: Exsa, 2018

3.9.14. Accesorios de iniciación

El sistema de iniciación va a ser no eléctrico, compuesto por un detonador de retardo, un tubo de choque transmisor de señal y un conector plástico para asegurar el contacto óptimo entre el tubo de choque y el cordón detonante (EXSA, 2018).

La función del detonador de retardo es reducir al máximo las vibraciones de la roca, tener un mayor control del desplazamiento de la roca, gracias a la diferenciación de tiempo es posible la generación de una cara libre antes de que el resto de barrenos detonen, es muy resistente al agua, además es sensible al cordón detonante y proporciona mayor seguridad al momento de encender la voladura.

En este caso se va a usar diferentes tiempos de detonación, desde el cuele hasta los barrenos de contorno.

El accesorio de iniciación va a ser el Exanel, con las siguientes características y series:

Tabla 3.7: Características técnicas del Exanel.

Características técnicas			
Especificaciones técnicas	Unidades	Mínimo	Nominal
Potencia del detonador	Fuerza No.	10	12
Esopo	Mm	10	12
Resistencia al impacto	2 kg a 1 m	No detona	No detona
Resistencia al desglose del tubo y el conector prueba (Pull test)	Kg-f	9	12
Velocidad de la onda de choque	mm	1,900	2,000
Resistencia a la tracción del tubo	Newton	200	220

Fuente: Exsa, 2018

Tabla 3.8: Series y tiempos de retardo del Exanel.

DETONADOR NO ELÉCTRICO EXSANEL	Periodo corto (MS)	Periodo largo (LP)
N° de serie	Tiempo de retardo (milisegundos)	
DNE EXSANEL N° 1	25	100
DNE EXSANEL N° 2	50	200
DNE EXSANEL N° 3	75	300
DNE EXSANEL N° 4	100	400

Fuente: Exsa, 2018

3.9.15. Diagrama de perforación y voladura

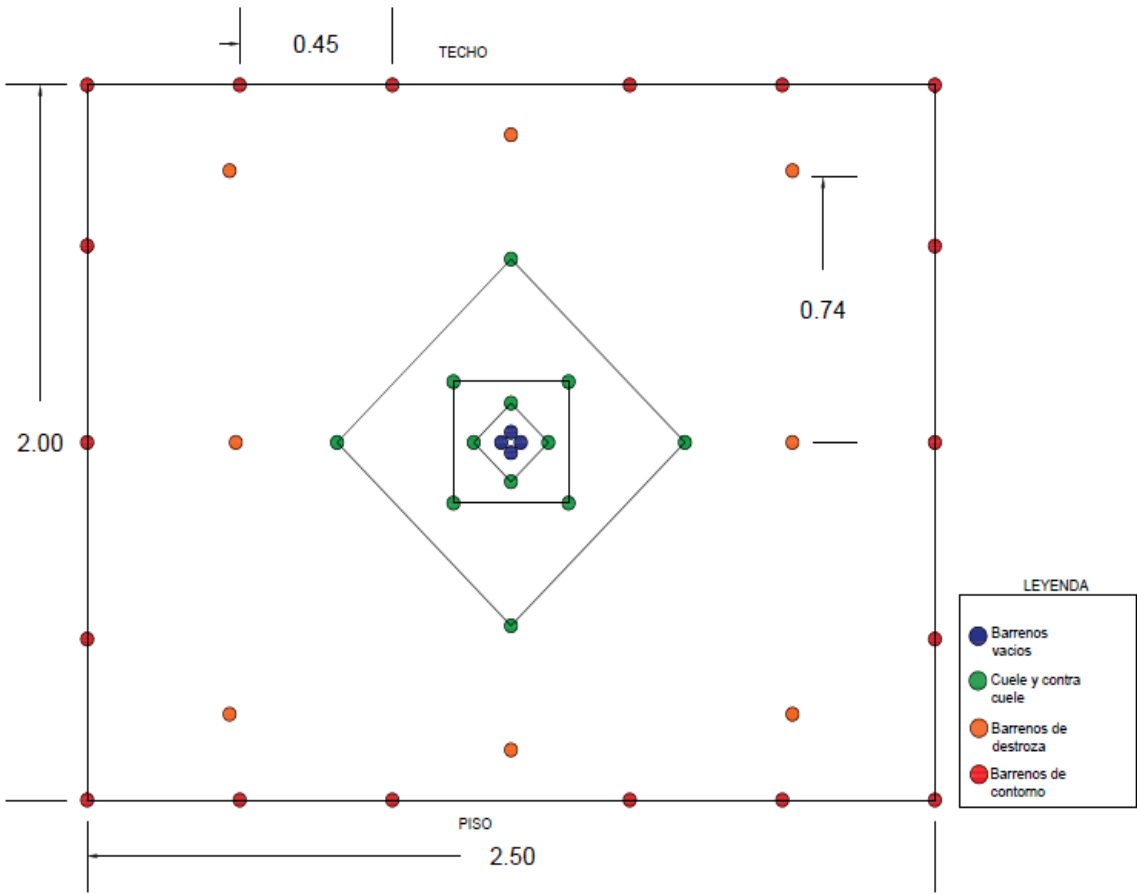


Figura 3.16: Diagrama de perforación y voladura.

3.9.16. Diagrama de la secuencia de detonación

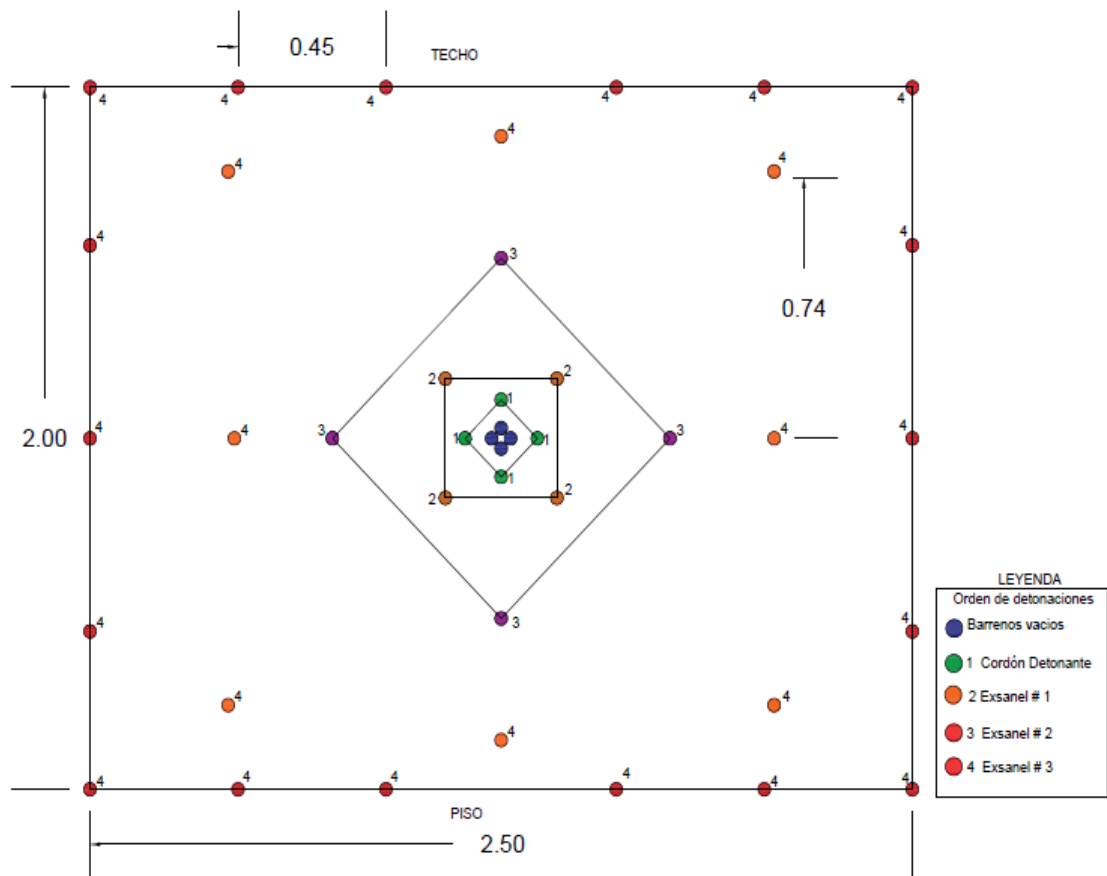


Figura 3.17: Diagrama de la secuencia de detonación

3.10. Sistema de Izaje

Una vez determinado el diagrama de perforación y voladura es necesario definir el sistema de extracción de la roca, los accesorios que se van a emplear, teniendo en cuenta que son provisionales para la etapa de construcción del pique.

Para el cálculo del sistema de izaje usaremos las formulas propuestas por Boríssov (1976) en su libro de Labores mineras, explicadas en el capítulo 1.

3.10.1. Balde o skip

Para el izaje del material volado es necesario contar con un balde, el cual va a estar diseñado analizando el volumen a extraer por voladura en la etapa de construcción.

Tabla 3.9: Características del balde

CARACTERÍSTICAS DEL BALDE			
		Parámetro	Unidad
Volumen		0,576	m ³
Capacidad de carga			
Dimensiones totales	Ancho	0,8	m
	Largo	0,8	m
	Altura	0,9	m

Fuente: Siton, 2018.

3.10.2. Capacidad del balde

$$V_{balde} = a * l * p$$

$$V_{balde} = 0,8 * 0,8 * ,09$$

$$V_{balde} = 0,576 \text{ m}^3$$

Donde:

V_{balde}: Volumen del balde (m³)

A: Ancho (m)

L: Longitud (m)

P: Profundidad (m)

3.10.3. Peso del balde cargado

$$SL = \frac{V_{balde} * \gamma * \psi}{K_e}$$

$$SL = \frac{0,576 * 2,7 * 0,9}{1,5}$$

$$SL = 0,93 \text{ t}$$

$$SL = 1000K \text{ g}$$

Donde:

SL: Peso del balde (Kg)

γ : Peso volumétrico de la roca (t/m³)

Ψ : Coeficiente de llenado (%)

K_e : Factor de esponjamiento

3.10.4. Peso del balde

$$SW = \frac{5}{8} * SL$$

$$SW = \frac{5}{8} * 1000$$

$$SW = 625 \text{ Kg}$$

Donde:

SW: Peso del balde (Kg)

SL: Peso del balde (Kg)

Cable de acero provisional para el izaje.

3.10.5. Cálculo del peso que el cable deberá soportar

$$Wt = 1.1 * (Wb + Wm + Wa)$$

$$Wt = 1.1 * (0,625 + 1 + 0.1)$$

$$Wt = 1,89 \text{ t}$$

Donde:

Wt: Peso que deberá sostener el cable (t)

Wb: Peso del balde vacío (t)

Wm: Peso del material a extraer (t)

Wa: Peso de los accesorios (t)

3.10.6. Resistencia a la ruptura del cable

$$R_r = 7 * (Wt)$$

$$R_r = 7 * 1,89$$

$$R_r = 13,28 \text{ t}$$

Donde:

R_r: Resistencia de ruptura (t)

W_t: Peso que deberá sostener el cable (t)

3.10.7. Longitud del cable

$$L_{cable} = P + H_v + H_c$$

$$L_{cable} = 120 + 6 + 5$$

$$L_{cable} = 135 \text{ m}$$

Donde:

L_{cable}: Longitud del cable (m)

P: Profundidad del pique (m)

H_v: Altura de volteo (m)

H_c: Altura piso exterior del pique

3.10.8. Tipo de cable

Tabla 3.10: Características técnicas del cable de acero.

Características técnicas del cable de acero				
Diámetro	Diámetro	Carga de rotura mínima		Peso lineal
Pulg	mm	kN	t	Kg/m
3/4	19	263	26,8	1,56

Fuente: Catálogo de cables MULTICABLES

Cable tipo cascabel de 6x36

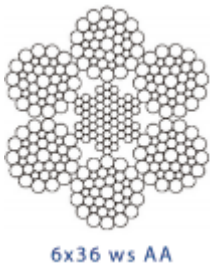


Figura 3.18: Cable de acero Cascabel.

Fuente: Multicables

3.10.9. Diámetro del tambor

$$D = 60 * d$$

$$D = 60 * 0,019$$

$$D = 1,14 \text{ m}$$

Donde:

D: Diámetro del tambor (m)

d: Diámetro del cable (m)

3.10.10. Diámetro de la polea

Con el diámetro del cable calculado se determinará el diámetro de la polea, esto se definirá usando la tabla siguiente:

CONSTRUCCION DEL CABLE	D (diámetro de poleas)	
	R (recomendado)	A (mínimo aceptable)
6 x 7	72 x d	42 x d
6 x 17 Seale	56 x d	37 x d
6 x 19 Seale	51 x d	34 x d
6 x 21 (6 x 16 Filler)	45 x d	30 x d
6 x 26 Warrington Seale	42 x d	28 x d
6 x 25 (6 x 19 Filler)	41 x d	27 x d
6 x 31 Warrington Seale	38 x d	25 x d
6 x 36 Warrington Seale	31 x d	21 x d
6 x 41 Warrington Seale	28 x d	19 x d
6 x 43 Filler Seale	31 x d	21 x d
6 x 49 Filler Seale	28 x d	19 x d
8 x 19 Seale	36 x d	24 x d
8 x 25 (8 x 19 Filler)	29 x d	19 x d
18 x 7 Resistente a la Rotación	51 x d	36 x d

Tabla 3.11: Relación entre el diámetro del cable y el diámetro de la polea.

Fuente: Catálogo de la empresa Aceros Proar

Para el cable de 6x36 la relación del diámetro de la polea y el cable es de 31 a 1.

$$D_{polea} = 31 * 0,019$$

$$D_{polea} = 0,589 \text{ m}$$

$$D_{polea} = 23,1 \text{ pulg}$$

Distancia horizontal desde el eje del cable de extracción hasta el eje del tambor.

$$a = [(H_e + H_v) - 1] * \cot\theta + \frac{d_{polea}}{2}$$

$$a = [(5 + 6) - 1] * \cot 45 + \frac{0,58}{2}$$

$$a = 10,29 \text{ m}$$

Donde:

a: Distancia horizontal del eje (m)

H_v: Altura de volteo (m)

c: Altura del piso al eje del tambor (m)

θ: Ángulo de posicionamiento del eje de la polea con respecto al eje del tambor

Longitud inclinada desde la polea hasta el tambor del winche.

$$L_i = \sqrt{(((H_c + H_v) - c)^2) + ((a - \left(\frac{d_p}{2}\right))^2}$$

$$L_i = \sqrt{(((5 + 6) - 1)^2) + ((10,29 - \left(\frac{0,58}{2}\right))^2}$$

$$L_i = 11,18 \text{ m}$$

Donde:

L_i: Longitud inclinada

H_v: Altura de volteo (m)

a: Distancia horizontal del eje (m)

c: Altura del piso al eje del tambor (m)

3.10.11. Longitud total del cable necesario

Tabla 3.12: Longitud total del cable de acero.

Cable necesario			
Parámetro	Simbología	Longitud	
Profundidad del pique	P	120	m
Altura de la línea al volteo	Hv	6	m
Altura del volteo a la polea	He	5	m
Distancia de la polea con el tambor	Li	10,29	m
Longitud extra	Ln	30	m
	Total	171,29	m

3.10.12. Peso del cable

El peso del cable se va a determinar de acorde a la longitud total del cable y del peso por metro del cable obtenido del catálogo.

$$R = L_{cable} * P_c$$

$$R = 171,29 * 1,51$$

$$R = 258,86 \text{ Kg}$$

Donde:

R: Peso del cable de acero (Kg)

L_{cable} : Longitud del cable (m)

P_e : Peso por metro del cable (Kg/m)

3.10.13. Sistema de soporte de la polea

$$H_e = H_s + H_{seg} + 0.75 * r_{polea}$$

$$H_e = 0,9 + 4 + 0.75 * 0,29$$

$$H_e = 1,63 \text{ m}$$

Donde:

H_e : Altura de empotramiento de la polea (m)

H_s : Altura del balde (m)

H_{seg} : Altura de seguridad (m)

r_{polea} : Radio de la polea

3.10.14. Peso de la estructura de soporte de la polea

$$W_e = 0,22 * H_e * \sqrt{S_{max}}$$

$$W_e = 0,22 * 1,63 * \sqrt{13,28}$$

$$W_e = 1,3 \text{ t}$$

Donde:

W_e : Peso de la estructura (t)

S_{max} : Esfuerzo máximo de ruptura del cable

3.10.15. Peso total a soportar

$$W_e = SL + SW + R + 170 * d_{polea}^2 + W_e$$

$$W_e = 1000 + 625 + 258,86 + 170 * 0,58^2 + 1300$$

$$W_e = 3241 \text{ Kg}$$

$$W_e = 3,24 \text{ t}$$

Donde:

W_e : Peso total (t)

SW : Peso del balde (Kg)

SL : Peso del balde cargado (Kg)

R: Peso del cable de acero (Kg)

d_{polea} : Diámetro de la polea (m)

W_e : Peso de la estructura (t)

3.11. Selección del winche

Para la selección de esta herramienta, se requiere de la tracción máxima requerida; especificada anteriormente (Rodriguez, 2013).

$$P = \frac{V * T}{33000 * E}$$

$$P = \frac{150 * 7130}{33000 * 0.9}$$

$$P = 36 \text{ HP}$$

Donde:

P: Potencia del motor del winche (HP)

V: Velocidad (ft/min). Generalmente de 150 a 250 ft/min

T: Tracción máxima requerida (lb)

E: Eficiencia mecánica del winche.

Una vez obtenido la potencia que se necesita para izar el balde, es necesario comparar en los catálogos para encontrar un winche que se adate a los parámetros medidos.

3.11.1. Tipo de winche auxiliar



Figura 3.19: Winche de izaje seleccionado.

Fuente: Catálogo de la empresa Izapremium.

Tabla 3.13: Características del winche de izaje.

CARACTERÍSTICAS DEL WINCHE AUXILIAR		
Potencia	36	HP
Freno	Electro-hidráulico	
Voltaje	220-380-440	V
Velocidad	45	m/min
Velocidad	150	Ft/min
Velocidad de rotación	1440	r/min
Peso del equipo	480	Kg
Longitud del cable	160	m
Capacidad de izaje	2	t

Fuente: Catálogo de la empresa Izapremium

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

- El pique va a estar ubicado en la cota 1080 m.s.n.m, la cual descenderá hasta la 960 m.s.n.m, con un total de 120 metros, va a ser un pique vertical paralelo a la estructura mineralizada, la cual tiene un buzamiento de 80 grados.
- El pique tendrá una sección cuadrada de 2,5 por 2 metros, que va a estar dividida en dos partes, una para el balde que izará el material y otra como acceso del personal, para la colocación de las diferentes tuberías de agua, aire y cableado eléctrico para los futuros subniveles.
- Para el diseño del pique fue necesario realizar pruebas de laboratorio para medir la resistencia a la compresión simple de la roca, a las muestras de roca tomadas en el área donde se va a construir el pique, las cuales dieron una resistencia de 60,5 MPa, es decir una roca tipo III de calidad media.
- De acuerdo al análisis del macizo rocoso en donde se pretende construir el pique, se obtuvo un valor de RMR de 50, lo que indica que el área en donde se va a realizar la construcción tiene una roca tipo III (Discreta o de calidad media), roca que tiene un auto-sostén de 1 semana, con una luz de 4 metros, siendo favorable ya que el pique va a tener dimensiones de 2,5 por 2 metros, además de ser propicio el buzamiento de las discontinuidades a la dirección de construcción del pique.
- La malla de voladura se diseñó considerando que la roca es de calidad media, por lo que se realizó utilizando las características del explosivo de tipo dinamita especial que posea una densidad de $1,3 \text{ gr/cm}^3$ que es especialmente para rocas medias a duras, además de poseer una resistencia buena al agua, determinándose que para fracturar y desprender 11 m^3 de roca es necesario $2,41 \text{ kg/m}^3$ de explosivo, con una efectividad teórica del 95 % en el avance.

- El tiempo de retardo permitirá garantizar que exista la generación de una cara libre al detonar primero los barrenos del cuele, después de 25 milisegundos sucesivamente los del contra cuele, ayudantes, destrozas y los de contorno.
- El sistema de izaje del material en la etapa de construcción del pique va a estar accionada por un winche de arrastre de 36 HP de potencia, el cual izará un balde de 1 tonelada.
- El cable que se determina va a ser de $\frac{3}{4}$ de pulgada que tiene una carga de ruptura de 26,8 toneladas lo que resistirá sin problema ya que con un factor de seguridad de 7 el peso total va a ser de 13,28 toneladas.
- De esta forma, es posible diseñar y construir un pique que le permita a la Mina Goldmins descender a los niveles inferiores, ya que se ha cumplido con las diferentes etapas de estudio para el diseño.

Recomendaciones

- Se recomienda realizar periódicamente análisis de la roca a medida que se profundiza la excavación, con el objetivo de determinar cambios que puedan comprometer la estabilidad del pique.
- Se recomienda contar con un sistema de bombeo de agua, el cual debe ser implementado acorde se profundiza el pique, debido a que la presencia de agua puede inundar el pique y humedecer los explosivos.
- Inspeccionar el área antes de cada labor, eliminar rocas sueltas, revisar el estado de las paredes y el techo del pique, colocar los pernos de anclaje y la malla, con el fin de evitar la caída de rocas que pueden desprenderse por las vibraciones al barrenar o por las voladuras.
- Es necesario no confundir los tiempos de retardo de los accesorios de iniciación debido a que puede fallar la voladura, ya que al seguir la secuencia de iniciación garantizamos la generación de la cara libre y una fragmentación adecuada de la roca.
- Se recomienda ventilar el área mínima dos horas luego de cada voladura, antes de ingresar al pique, ya que esta queda contaminada con los gases productos de la voladura.
- Se recomienda capacitar al personal que va a trabajar en el área, con el fin de optimizar los procesos.

BIBLIOGRAFÍA

- Atlas Copco. (2015). Perforadora de roca neumáticas. Obtenido de www.atlascopco.com
- Benavides, D. (2011). Aplicación de la Geoestadística en el Estudio de la Variabilidad Espacial de Metales Pesados en un suelo afectado por minería. Loja.
- Bernaola, J., Castilla, J., & Herrera, J. (2013). Perforación y Voladura de Rocas en Minería. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- Boríssov, Klókoc, & Gornovói. (1976). Labores Mineras. Moscú.
- Carrillo, M., Linkimer, L., Rodríguez, A., & Zúñiga, H. (2002). Clasificación Geomecánica y Análisis Estabilidad de Taludes del Macizo Rocosos Coris. Revista Geológica de América Central, 91-96.
- Carvajal, A. (2008). Manual Sistema de Refuerzo de Rocas con Pernos Saferock. Chile.
- Dipac S.A. (2016). Dipac productos de acero. Obtenido de <http://www.dipacmanta.com/vigas-ipe>
- EXSA. (2018). Exsa Soluciones Exactas. Obtenido de <https://www.exsa.net/>
- Feijoo, P. (1997). Manual de Mecánica de Rocas y Estabilidad de Tuneles y Taludes. Cuenca.
- González, A. O. O., Pozo, A. F. R., y Amaya, R. J. G. (2017). Inestabilidad del terreno en zonas de actividad minera: caso ciudad de Zaruma, Ecuador. Redes de Ingeniería, 8(2).
- Gustafsson, R. (1977). Técnica Sueca de Voladuras. Nora.
- Herrera, J. (2007). Elementos de Minería. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.

- Herrera, J., & Gómez, J. (2007). *Diseño de Explotaciones e Infraestructuras Mineras Subterráneas*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid. Departamento de Explotación de Recursos Minerales y Obras Subterráneas.
- Konya, C., & Albarrán, E. (1998). *Diseño de Voladuras Konya*. Cuicatl.
- Langefords, U., & Kihlstrom, B. (1973). *Voladura de Rocas*. URMO.
- López J, C. (1992). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Madrid.
- López J, C. (2015). *Métodos y equipos de perforación*. Madrid.
- Norther Strands. (2016). *Mining Wire Rope Cat*. Obtenido de <http://northernstrands.com/pdf/MiningWireRopeCatSpanish.pdf>
- Ramírez, P., Cuadra, D. D., Laín, R., & Grijalbo, E. (1992). *Mecánica de Rocas Aplicada a la Minería Metálica Subterránea*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- Rodriguez, E. (2013). *Optimización de los costos de operación según el Rediseño del Programa de profundización del Pique Nro. 3 Mina Teresita*. Perú.
- Salinas, C. (1998). *Construcción de Tuneles, Piques y Chimeneas*. Santiago de Chile: Departamento de Ingeniería de Minas de la Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas de la Universidad de Chile.

ANEXOS

Anexo 1: Toma de datos de campo.



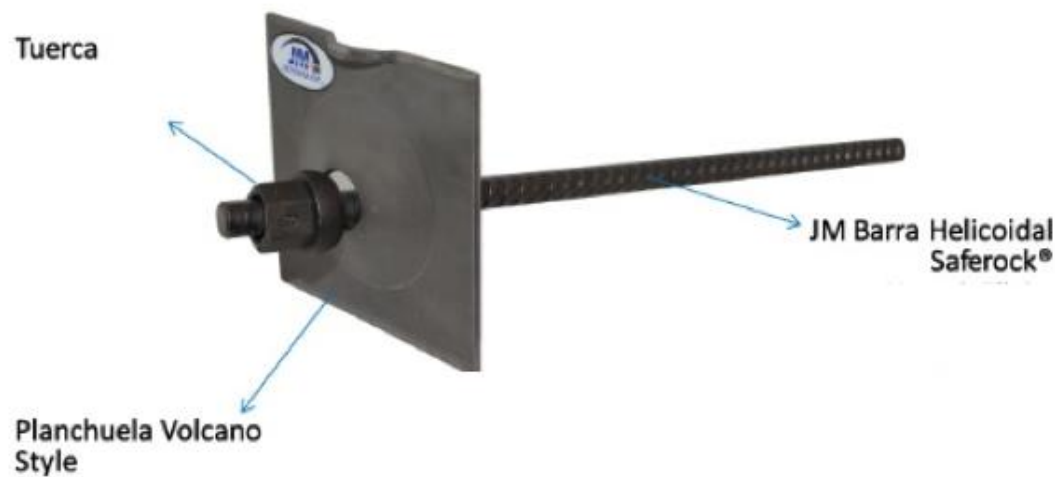
Anexo 2: Resistencia a la compresión uniaxial y densidad de las rocas.

TIPO DE ROCA	RESISTENCIA A COMPRESIÓN (Kg/cm ²)	DENSIDAD (Tm /m ³)
Andesita	1.500-2.500	2,5 a 2,8
Arcillita	280-800	2,2 a 2,7
Arenisca	80-2.000	1,6 a 2,9
Basalto	2.000-4.000	2,7 a 2,8
Caliza	800-1.500	1,5 a 2,8
Conglomerado	1.400	2,0 a 2,7
Cuarcita	900-4.700	2,3 a 2,7
Dacita	1200-5000	2,5 a 2,75
Diabasa	1.600-2.400	2,8 a 3,1
Dolomía	360-5.600	2,2 a 2,9
Esquisto	108-2.300	2,7 a 2,9
Gabro	1500-2800	2,8 a 3,1
Gneis	1.500-3.000	2,5 a 2,8
Granito alterado	108-1.450	2,5 a 2,6
Granito sano	800-2.700	2,5 a 2,8
Grauvaca	2.000-2.500	2,6 a 2,7
Marga	35-1.970	2,6 a 2,7
Mármol	800-1.500	2,6 a 2,8
Micacita	200-653	2,4 a 3,2
Pizarra	2.000-2.500	2,7 a 2,8
Riolita	800-1600	2,45 a 2,6
Traquita	3.300	2,70
Yeso	40-430	2,2 a 2,3

Anexo 3: Analisis de laboratorio, pruebas de compresion uniaxial.



Anexo 4: Partes del perno de anclaje tipo Saferock.



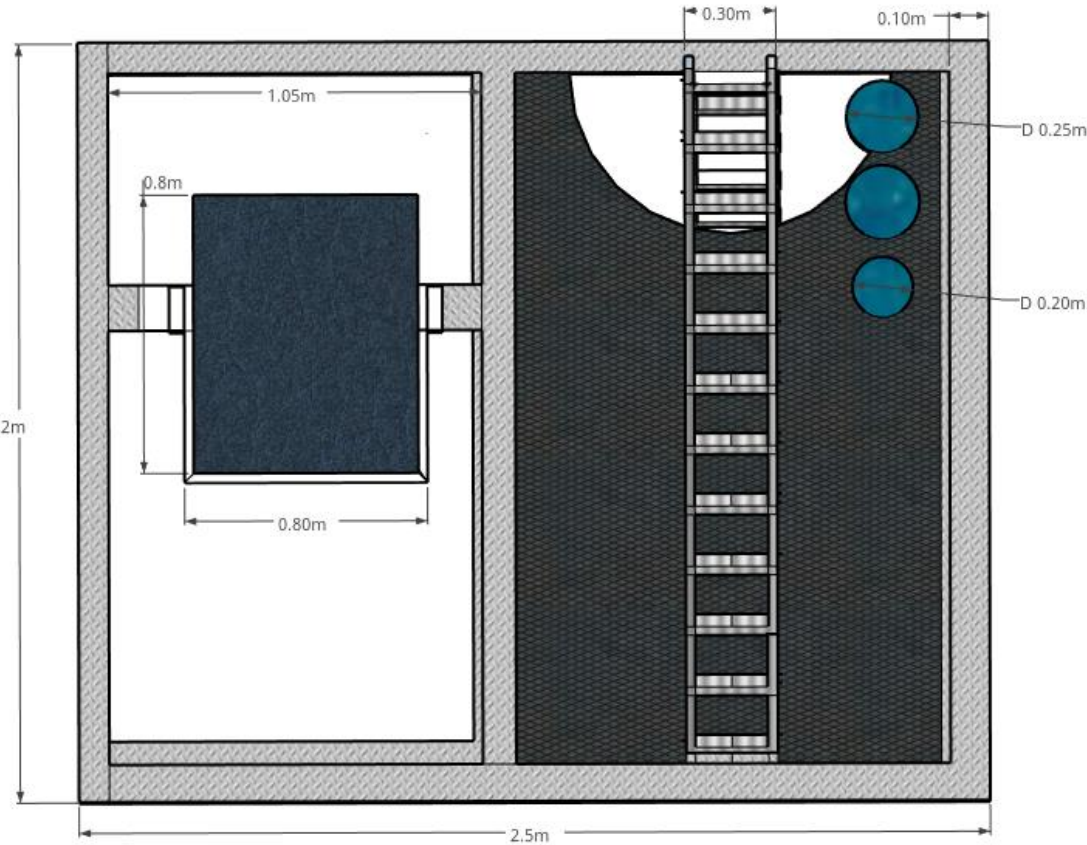
Anexo 5: Catálogo de cables de acero para izajes en minería.

CLASE 6 x 36

Alma de Acero (AA)

Diámetro		Peso Aprox.	Resist. ruptura ton. métrica	
mm	plg	kg/m	A.M.	A.E.M.
6.35	1/4	0.170	2.76	3.08
7.94	5/16	0.270	4.16	4.78
9.54	3/8	0.390	5.95	6.85
11.11	7/16	0.520	8.07	9.25
12.70	1/2	0.680	10.40	12.10
14.29	9/16	0.880	13.20	15.20
15.88	5/8	1.070	16.20	18.70
19.05	3/4	1.550	23.20	26.70
22.23	7/8	2.110	31.40	36.10
25.40	1	2.750	40.70	46.90
28.58	1 1/8	3.480	51.30	59.00
31.75	1 1/4	4.300	63.00	72.50
34.93	1 3/8	5.210	75.70	87.10
38.10	1 1/2	6.190	89.70	103.00
41.27	1 5/8	7.260	104.00	120.00
44.45	1 3/4	8.440	121.00	139.00
47.62	1 7/8	9.670	138.00	158.00
50.80	2	11.000	156.00	180.00
53.98	2 1/8	12.400	174.00	200.00
57.15	2 1/4	13.900	195.00	224.00
60.33	2 3/8	15.500	217.00	249.00
63.50	2 1/2	17.300	238.00	274.00

Anexo 6: Vista superior del pique.



Anexo 7: Vista del diseño en 3D del pique

