



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

**“Optimización del diseño de malla de perforación subterránea
en el frente de avance 70 de la mina PROMINE, Camilo Ponce
Enríquez – Azuay”**

**TRABAJO DE GRADUACIÓN PREVIO A LA OBTENCIÓN DEL TÍTULO DE:
INGENIERO EN MINAS**

AUTOR

JOSEPH ADRIAN ARIAS OCHOA

DIRECTOR

ING. ERNESTO PATRICIO FEJOO CALLE

CUENCA – ECUADOR

2023

DEDICATORIA

Quiero dedicar este trabajo primeramente a Dios quien ha sido mi guía, fortaleza y con su amor a estado conmigo hasta el día de hoy.

A mis padres Adriana Arias y Luis Bermúdez que con su amor, paciencia y esfuerzo me han permitido llegar a cumplir hoy un sueño más, gracias por inculcar en mí el ejemplo de esfuerzo y valentía, de no temer las adversidades porque Dios está conmigo siempre.

A mis abuelitos Juana Ochoa y Nestorio Arias por ser los que me ayudaron desde mi infancia y siempre estuvieron conmigo.

A mi hermano Luis Mario Bermúdez por su cariño y apoyo incondicional, por estar conmigo en todo momento gracias.

A toda mi familia y amigos porque con sus oraciones, consejos y palabras de aliento hicieron de mí una mejor persona y de una u otra forma me acompañan en todos mis sueños y metas.

AGRADECIMIENTO

Quiero expresar mi gratitud a Dios, quien con su bendición llena siempre mi vida y a toda mi familia por estar siempre presentes.

Mi profundo agradecimiento a todas las autoridades y personal que hacen la Universidad del Azuay, por abrirme las puertas y permitirme realizar todo el proceso educativo dentro de tan prestigiosa institución.

Finalmente quiero expresar mi más grande y sincero agradecimiento al Ing. Ernesto Patricio Feijoo Calle, principal colaborador durante todo este proceso, quien con su dirección, conocimiento, enseñanza y ayuda permitió el desarrollo de este trabajo.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	ii
ÍNDICE DE CONTENIDOS	iii
ÍNDICE DE FIGURAS	vii
ÍNDICE DE TABLAS	ix
ÍNDICE DE ANEXOS	x
RESUMEN	xi
ABSTRACT	xii
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO 1	2
ASPECTOS GENERALES	2
1.1 Descripción de la zona de estudio	2
1.2 Concesiones mineras	3
1.3 Generalidades	4
1.3.1 Clima y vegetación	4
1.3.1.1 Biodiversidad	5
1.3.1.2 Precipitaciones	6
1.3.1.3 Temperatura	7
1.4 Geología	8
1.4.1 Relieve	10
1.4.2 Pendientes	11
1.5 Economía	12
1.6 Descripción de la concesión minera	12
1.6.1 Ubicación	13
1.6.2 Geología regional	14
1.6.3 Geología local	15
CAPÍTULO 2	16
MARCO TEORICO	16
2.1 Minería subterránea	16

2.1.1 Tipo de minería.....	16
2.1.2 Métodos de perforación en minería subterránea.....	17
2.1.2.1 Perforación manual	17
2.1.2.2 Perforación neumática.....	17
2.1.2.3 Perforación rotativa.....	18
2.1.2.4 Perforación roto-percutiva	18
2.1.2.5 Perforación eléctrica	19
2.1.2.6 Perforación hidráulica.....	19
2.1.3 Perforación según el trabajo	20
2.1.3.1 Perforación de banqueo	20
2.1.3.2 Perforación de avance de galerías y túneles	20
2.1.3.3 Perforación de producción	20
2.1.3.4 Perforación de chimenea y piques	20
2.2 Yacimientos minerales	21
2.2.1 Yacimiento hidrotermal	22
2.2.2 Yacimiento epitermal.....	22
2.3 Resistencia a la compresión simple o uniaxial	22
2.4 Fuerza a la que falla la roca área de aplicación	23
2.5 Modelo matemático	25
2.5.1 Potencia relativa.....	26
2.5.2 Diámetro de perforación	27
2.5.3 Avance de perforación	27
2.6 Diseño de mallas de perforación y voladura	28
2.6.1 Técnicas de voladura en minería subterránea.....	29
2.6.2 Esquema de voladura	30
2.6.3 Arranque de cuatro secciones	31
2.6.4 Núcleo.....	31
2.6.5 Zapateras o arrastres	32
2.6.6 Contorno	32
2.6.7 Errores y defectos en la perforación	33
2.7 Características de los explosivos	36

2.7.1 Explosivos rápidos y detonantes.....	36
2.7.2 Explosivos lentos y deflagrantes	36
2.7.3 Sensibilidad.....	36
2.7.4 Flamabilidad	37
2.7.5 Resistencia a la temperatura	37
2.7.6 Potencia.....	37
CAPÍTULO 3.....	38
DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN.....	38
3.1 Determinación del índice RQD	38
3.2 Preparación de las probetas	40
3.3 Análisis de resistencia a la compresión simple	41
3.4 Determinación de RMR.....	43
3.5 Malla de perforación y voladura actual	44
3.6 Procesamiento de datos de la nueva malla	45
3.6.1 Área del frente de explotación	46
3.6.2 Potencia relativa.....	47
3.6.3 Avance de perforación	47
3.6.4 Zona A: Cuele.....	49
3.6.4.1 Barrenos del primer cuadro.....	49
3.6.4.2 Barrenos del segundo cuadro	50
3.6.4.3 Barrenos del tercer cuadro	51
3.6.5 Zona B: Barrenos de ayudas	52
3.6.6 Zona E: Zapateras	55
3.6.7 Zona D: Corona	58
3.6.8 Consumo y perforación específica.....	61
3.6.9 Nuevo diseño de la malla de perforación.....	63
CAPÍTULO 4.....	65
APLICACIÓN DE LA NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EL FRENTES DE AVANCE 70 PARA LA MINA PROMINE	65
4.1 Avance de explotación.....	65
4.2 Comparación de mallas de perforación en la propuesta de optimización	66

4.2.1 Esquema	66
4.2.2 Comparación de parámetros de perforación y voladura.....	67
4.3 Análisis de resultados con la nueva malla de perforación y voladura.....	68
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	70
Conclusiones	70
Recomendaciones	71
BIBLIOGRAFÍA	72
ANEXOS	74

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Mapa político del cantón Camilo Ponce Enríquez	3
Figura 1.2 Concesiones mineras y puntos de extracción en el cantón Camilo Ponce Enríquez.	4
Figura 1.3 Ecosistema en el cantón Camilo Ponce Enríquez.....	6
Figura 1.4 Precipitaciones en el cantón Camilo Ponce Enríquez.	7
Figura 1.5 Temperaturas en el cantón Camilo Ponce Enríquez.	8
Figura 1.6 Geología en el cantón Camilo Ponce Enríquez.	9
Figura 1.7 Relieve del cantón Camilo Ponce Enríquez.	10
Figura 1.8 Pendientes en el cantón Camilo Ponce Enríquez.	11
Figura 1.9 Ubicación del área minera de Bella Rica.....	13
Figura 1.10 Geología regional de la concesión minera Bella Rica.	14
Figura 1.11 Geología local de la concesión minera Bella Rica.	15
Figura 2.1 Perforación neumática en minería subterránea.....	18
Figura 2.2 Perforación roto-percutiva en minería subterránea.	19
Figura 2.3 Perforación de chimenea y piques de minería subterránea.....	21
Figura 2.4 Desarrollo de las fracturas.	23
Figura 2.5 Prueba de la compresión simple	24
Figura 2.6 Esquema de voladura.....	30
Figura 2.7 Arranque de cuatro secciones.	31
Figura 2.8 Diseño de la perforación y voladura.....	33
Figura 2.9 Hueco de alivio.....	34
Figura 2.10 Desviaciones en paralelismo.	34
Figura 2.11 Espaciamientos irregulares.	35
Figura 2.12 Irregular longitud.....	35

Figura 2.13 Intersección entre taladros.....	35
Figura 3.1 Medición de fracturas para determinar RQD en un metro lineal.	39
Figura 3.2 Probetas para análisis de resistencia a la compresión simple.....	40
Figura 3.3 Colocación de la probeta para el ensayo de resistencia a la compresión simple.....	41
Figura 3.4 Ruptura de la probeta.....	42
Figura 3.5 Actual malla de perforación y voladura de la mina.....	44
Figura 3.6 Dimensiones del túnel de explotación.....	46
Figura 3.7 Zona A: cuele.....	52
Figura 3.8 Zona B: ayudante.....	55
Figura 3.9 Zona E: zapateras.....	58
Figura 3.10 Zona D: corona.....	61
Figura 3.11 Distribución de los barrenos en la nueva malla de perforación.....	63
Figura 3.12 Secuencia de conexión para salida de la voladura.....	64
Figura 4.1 Comparación del diseño de la malla utilizada en el túnel y la nueva malla de perforación.....	67

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1 Clasificación de la roca en base a la resistencia a la compresión según la ISRM.....	23
Tabla 2.2 Datos de los explosivos FAMESA.....	26
Tabla 2.3 Sistemas de penetración de roca.	29
Tabla 3.1 Valores de análisis del índice RQD en la zona de estudio por metro lineal. ..	39
Tabla 3.2 Valores del ensayo en las probetas para la resistencia a la compresión simple	42
Tabla 3.3 Parámetros y puntajes para la determinación de RMR	43
Tabla 3.4 Parámetros y especificaciones de la actual malla de voladura.....	45
Tabla 3.5 Dimensiones de la galería	46
Tabla 3.6 Datos de Explosivos Famesa.....	47
Tabla 3.7 Datos del túnel y barrenos.....	48
Tabla 3.8 Datos de la zona A: primer cuadro.....	50
Tabla 3.9 Datos de la zona A: segundo cuadro	51
Tabla 3.10 Datos de la zona A: tercer cuadro	51
Tabla 3.11 Datos para la Verificación del Diseño	61
Tabla 4.1 Datos para la verificación del diseño.	65
Tabla 4.2 Comparación entre la malla de perforación actual con la nueva malla de perforación.	68
Tabla 4.3 Comparación entre la perforación específica utilizada por la mina y la malla optimizada.	69
Tabla 4.4 Comparación entre el consumo específico utilizado por la mina y la malla optimizada.....	69

ÍNDICE DE ANEXOS

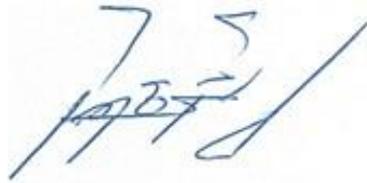
Anexo 1. Gráfica de la máxima resistencia a la compresión de la muestra.....	74
Anexo 2. Medición de la distancia entre fracturas.....	75
Anexo 3. Correcta e incorrecta forma de preparación del taco de nitrato.	76
Anexo 4. Preparación del Emulnor 3000 previo a la colocación.....	77
Anexo 5. Perforadora.....	78
Anexo 6. Frente de explotación.	79

**“OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN
SUBTERRÁNEA EN EL FRENTE DE AVANCE 70 DE LA MINA PROMINE,
CAMILO PONCE ENRÍQUEZ – AZUAY”**

RESUMEN

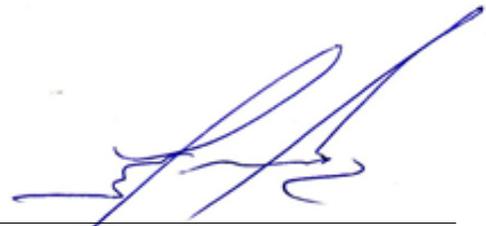
El presente trabajo tuvo como objetivo principal optimizar la malla de perforación subterránea del frente de avance 70 de la mina PROMINE, ubicada en el cantón Camilo Ponce Enríquez, provincia del Azuay. Para lograr este objetivo, se trabajó en el diseño de una malla de perforación, la cual permite que la explotación no se realice de manera empírica. Para ello, se aplicó un modelo matemático, en conjunto con la investigación de campo, lo que permitió conocer diversos parámetros geomecánicos del macizo rocoso, factores muy importantes para proponer una nueva malla de perforación y voladura, diferente a la actual. Con ello se logró tener un mayor desprendimiento de material rocoso, con menor número de barrenos y carga explosiva, permitiendo que la empresa obtenga un ahorro de tiempo y recursos económicos.

Palabras clave: Perforación, voladura, optimización, minería.



Ing. Ernesto Patricio Feijoo Calle

Director del Trabajo de Titulación



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Coordinador de Escuela



Joseph Adrian Arias Ochoa

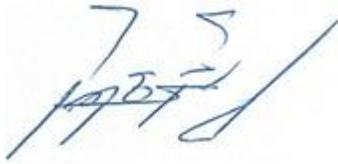
Autor

**“OPTIMIZATION OF THE SUBWAY DRILLING MESH DESIGN AT THE
70TH ADVANCE FACE OF THE PROMINE MINE, CAMILO PONCE
ENRÍQUEZ - AZUAY”**

ABSTRACT

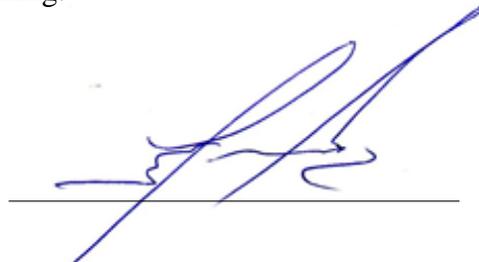
The main objective of this work was to optimize the subway drilling mesh of the 70th advance face of the PROMINE mine, located in the Camilo Ponce Enríquez canton, Azuay province. To achieve this objective, we worked on the design of a drilling mesh, which allows the exploitation is not carried out empirically. For this purpose, a mathematical model was applied, together with field research, which allowed us to know several geomechanically parameters of the rock mass, very important factors to propose a new drilling and blasting mesh, different from the current one. With this it was possible to have a greater detachment of rock material, with a smaller number of holes and explosive charge, allowing the company to save time and economic resources.

Key words: Drilling, blasting, optimization, mining.



Ing. Ernesto Patricio Feijoo Calle

Thesis Director



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

School Coordinator



Joseph Adrian Arias Ochoa

Author



Joseph Adrián Arias

Trabajo de Titulación

Ing. Ernesto Patricio Feijoo Calle

Febrero, 2023

**” OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN
SUBTERRÁNEA EN EL FRENTE DE AVANCE 70 DE LA MINA PROMINE,
CAMILO PONCE ENRÍQUEZ - AZUAY “**

INTRODUCCIÓN

En la actualidad los diseños de perforación y voladura son analizados y estudiados con el objetivo de tener una adecuada separación y fragmentación del mineral. Las metodologías de la perforación y voladura han tomado más relevancia ya que permiten la disminución de costos operativos convirtiéndolo en un factor cada vez más importante en la rentabilidad de operaciones mineras; en este sentido, los avances actuales buscan analizar los parámetros de la fragmentación de la roca, la gestión en cuanto a las longitudes del barrenado, los tipos de explosivos a utilizar, innovaciones tecnológicas y control de la dilución por voladura.

El presente trabajo, tuvo como objetivo realizar el diseño de una nueva malla de perforación lo que permitió una correcta optimización de los procesos de minado de la compañía minera PROMINE, a través de la toma de muestras provenientes del frente de explotación, con esas muestras se realizaron pruebas de compresión simple en el laboratorio, determinando la resistencia de la roca y el tipo de roca, también se analizó la cantidad de perforaciones y explosivos destinados para cada voladura, buscando proponer una malla de perforación óptima, lo que generaría operaciones tecnificadas.

CAPÍTULO 1

ASPECTOS GENERALES

1.1 Descripción de la zona de estudio

El cantón Camilo Ponce Enríquez se encuentra ubicado en la Provincia del Azuay, aproximadamente a 200 km al suroeste de la ciudad de Cuenca al lado occidental de la cordillera Mollepongo, considerado como el cantón más nuevo de la provincia del Azuay, debe su nombre al ex presidente del Ecuador, Dr. Camilo Ponce Enríquez que gobernó en el periodo de 1956 – 1960, anteriormente se llamaba caserío “Rio Siete de Mollepongo” viene del quechua molle = árbol, pongo = puerta, es decir “Puerta del Árbol”.

Los límites son los señalados en el artículo 3 de la Ley No. 2002-64 de 16 de julio de 1996, sancionada por el Ministerio de la Ley, publicada en el Suplemento del Registro Oficial N° 544 de 28 de marzo del 2002, limitando al Norte con los cantones Cuenca y Naranjal; al Sur con los cantones El Guabo y Pucará; al Este con los cantones Santa Isabel y Cuenca; y al Oeste con los cantones Guayaquil y Balao como se muestra en la figura 1.1, levantándose sobre una extensa llanura costera y sus coordenadas con respecto al centro cantonal son: latitud 9661866, longitud 639587 y altura 43 m.s.n.m (GAD Cantonal Camilo Ponce Enríquez, 2019).

1.3.1.1 Biodiversidad

La biodiversidad de un lugar se describe por el número y abundancia de especies en un área, de esta manera podemos comprender las características fisonomías y taxonómicas de la vegetación, por lo que, en Camilo Ponce Enríquez, como se muestra en la figura 1.3 se ha identificado siete tipos de ecosistemas:

- Bosques semidecuidos de las tierras bajas de Jama Zapotillo.
- Bosques siempreverdes piemonteses estacionales de los andes occidentales.
- Bosques siempreverdes piemonteses de los andes occidentales.
- Bosques siempreverdes montanos de los bajos andes occidentales.
- Bosques siempreverdes de altura de las cordilleras andinas occidentales.
- Bosques altos andes occidentales siempre verdes.
- Herbazal del páramo.

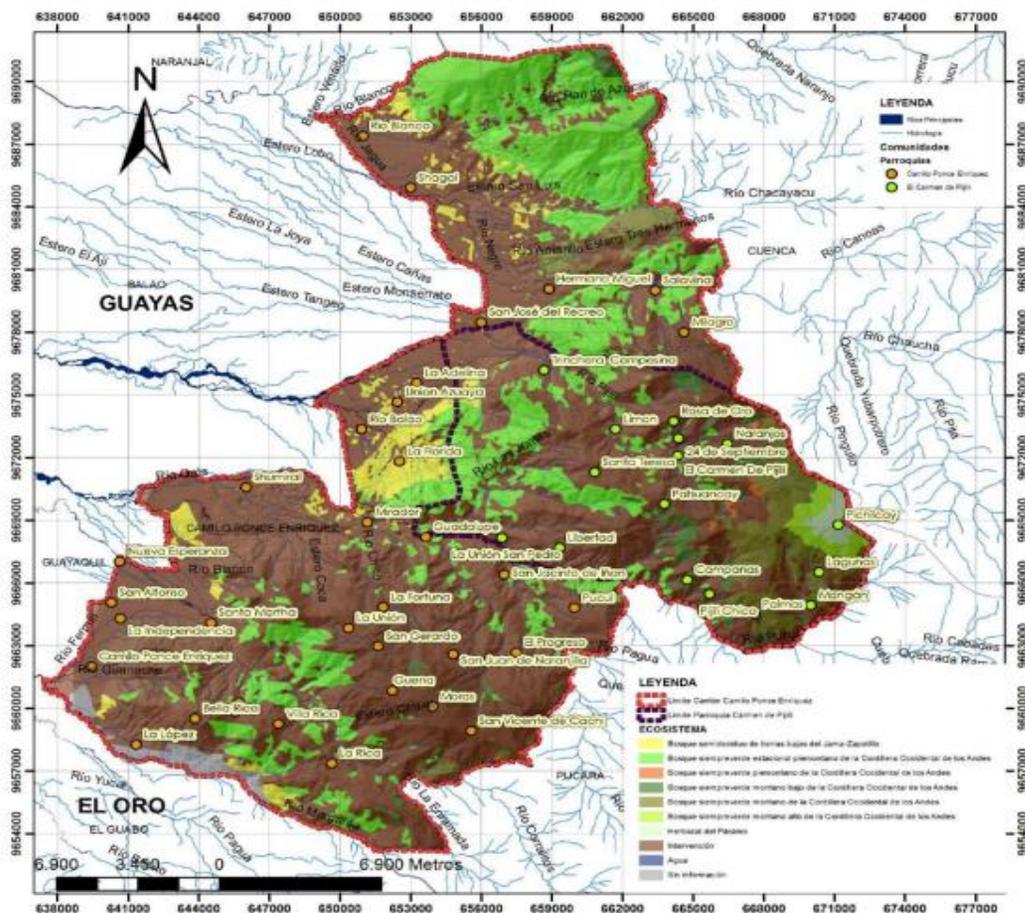


Figura 0.3 Ecosistema en el cantón Camilo Ponce Enríquez.

Fuente: Equipo técnico GADM Camilo Ponce Enríquez (2015).

1.3.1.2 Precipitaciones

Las precipitaciones son una de las características más distintivas del clima, principalmente porque es el factor que controla el ciclo del agua en una determinada región, afectando los ecosistemas, la vegetación, los paisajes y el uso de la tierra, por lo que para las precipitaciones de la zona de estudio se consideró la información oficial del Instituto Nacional Hidrometeorológico (INAMHI) de la estación climatográfica Ordinaria M184 por su cercanía a la zona de estudio, por medio de este parámetro se pudo estimar el volumen de agua aproximado en las cinco vías fluviales que corren de manera paralela desde la cordillera de los Andes hasta el océano Pacífico y al golfo de Guayaquil como se muestra en la figura 1.2 (GAD Cantonal Camilo Ponce Enríquez, 2019).

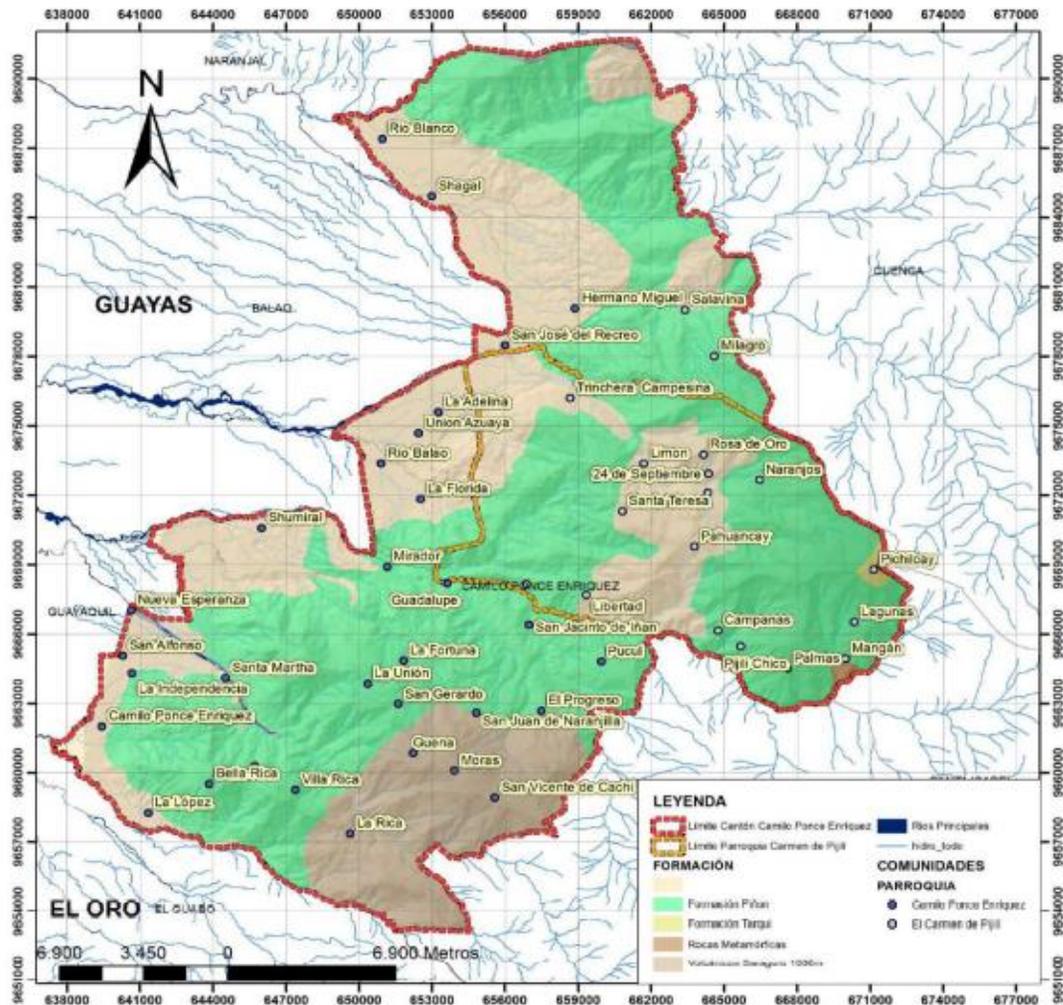


Figura 0.6 Geología en el cantón Camilo Ponce Enríquez.

Fuente: Equipo técnico GADM Camilo Ponce Enríquez (2015).

Los Andes se componen de tres zonas geológicas y geomorfológicas: las planicies costeras (Costa) hacia el Occidente; el área central montañosa o Andes propiamente dicho y las zonas bajas hacia el Este más conocidas como el Oriente, donde Camilo Ponce Enríquez se encuentra en una zona de transición entre la sierra y la costa, su área terrestre costera consiste en suelos volcánicos y aluviales cuaternarios, además, está involucrada en cinco cuencas hidrográficas importantes que corren paralelas desde la cordillera occidental hasta el océano pacífico y el golfo de Guayaquil (GAD Cantonal Camilo Ponce Enríquez, 2019).

1.4.1 Relieve

Camilo Ponce Enrique se encuentra en el límite de las regiones de la sierra y la costa por lo que su relieve fluctúa desde los 43 hasta los 3680 metros sobre el nivel del mar (m.s.n.m), su territorio es bastante irregular con pendientes pronunciadas, en la figura 1.7 se muestra las distintas altitudes donde a medida que se sube 100 metros de nivel su temperatura disminuye 0.5°C, excepto en los fondos del valle donde se llega a acumular aire frío incrementando la nubosidad y aumentando las precipitaciones (GAD Cantonal Camilo Ponce Enríquez, 2019).

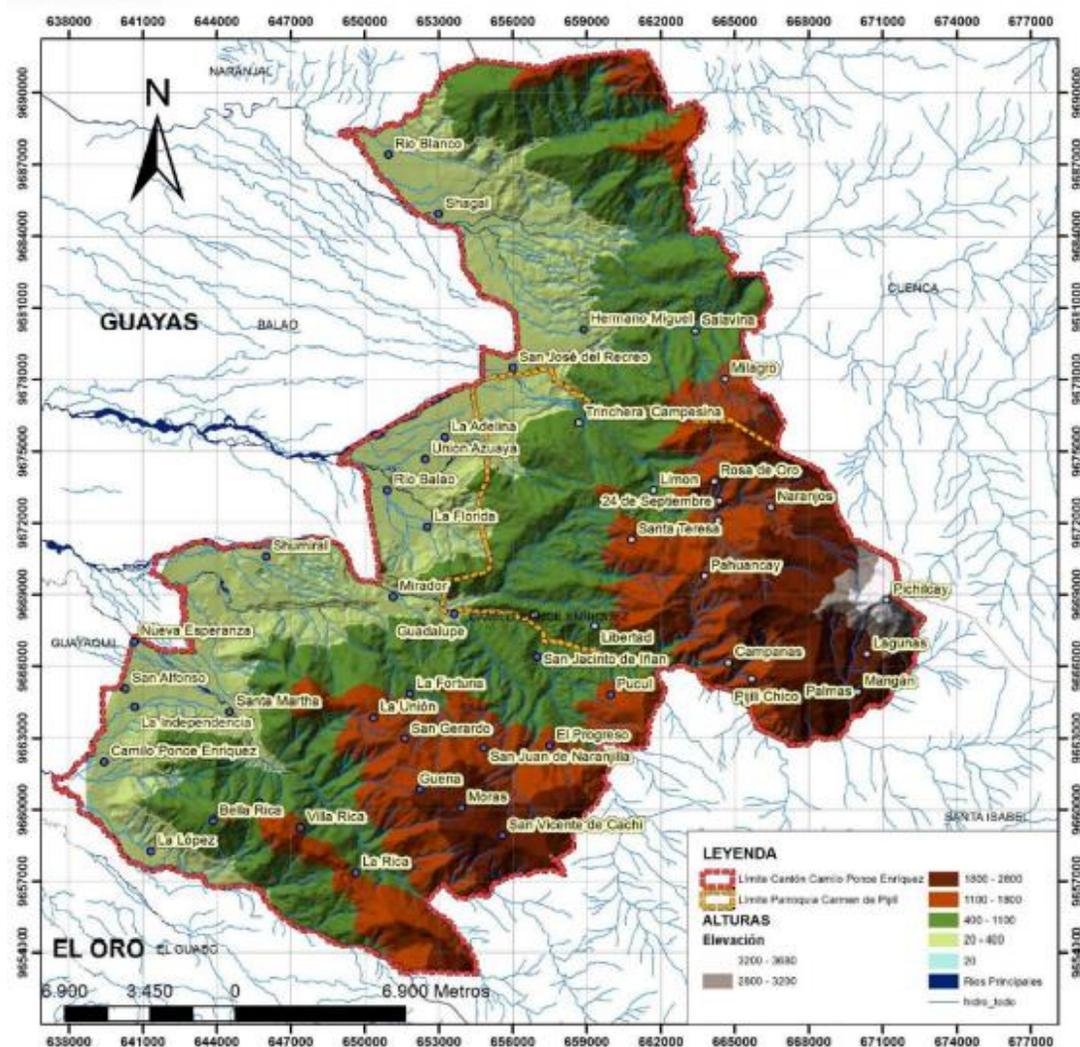


Figura 0.7 Relieve del cantón Camilo Ponce Enríquez.

Fuente: Equipo técnico GADM Camilo Ponce Enríquez (2015).

1.4.2 Pendientes

El cantón Camilo Ponce Enríquez consta de un diferente número de pendientes en cuanto a su morfología como se muestra en la figura 1.8, de acuerdo con las ponderaciones prescritas según el grado de pendiente, se identificaron que el 72,13 % corresponde a terrenos no amenazados topográficamente, mientras que el 27,81 % se encuentran en nivel bajo en pendientes entre 25-50 % y el 0,06 % representan peligro de nivel medio en pendientes entre 50-70 % estas áreas están ubicadas en las partes altas y medias del territorio (GAD Cantonal Camilo Ponce Enríquez, 2019).

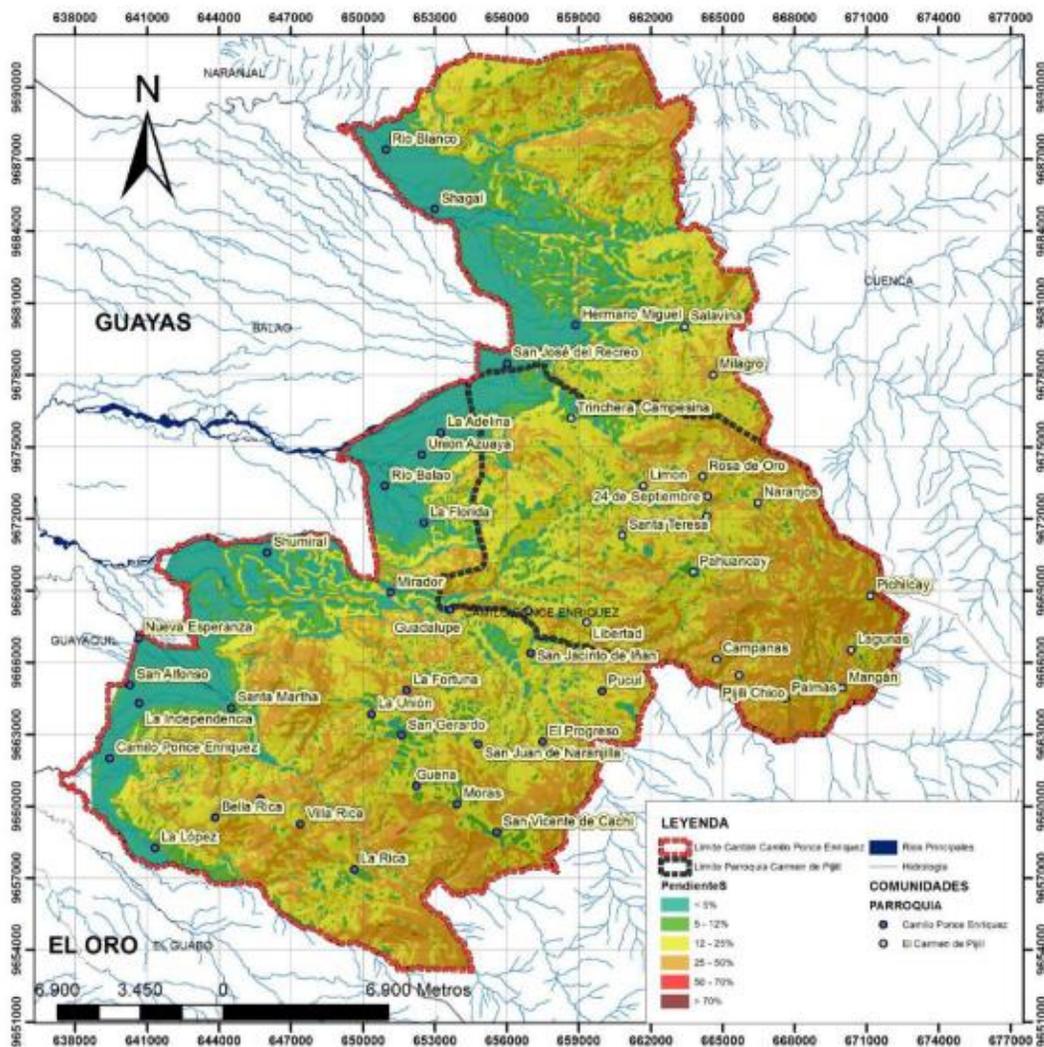


Figura 0.8 Pendientes en el cantón Camilo Ponce Enríquez.

Fuente: Equipo técnico GADM Camilo Ponce Enríquez (2015).

1.5 Economía

La principal actividad económica de Camilo Ponce Enríquez gira en torno a la minería, la cual se inició en 1982 a raíz de los derrumbes e inundaciones provocados por el fenómeno de El Niño; la crisis agrícola que provocó este fenómeno climático ha llevado a los pobladores a buscar alternativas a la minería; sin embargo, las actividades mineras no planificadas tienen consecuencias sociales y ambientales muy negativas, desde el punto de vista ecológico, los desarrollos anti tecnológicos ignoran las normas ambientales provocando la contaminación del suelo, el agua y el aire por desechos de mercurio, explosivos, plásticos, tala indiscriminada de bosques, etc.(GAD Cantonal Camilo Ponce Enríquez, 2019).

En el sector minero, la principal actividad económica es la compra y venta de oro que depende de la extracción del mineral, los compradores minoristas suelen comprar de 5 a 50 gramos de oro, mientras que las grandes mineras comercializan oro a través de empresas locales para exportarlo al mercado exterior.

El turismo en el cantón es actualmente una actividad desatendida, esto quiere decir que, aunque no hay ingresos económicos por esta actividad, el cantón tiene un alto potencial turístico debido a sus recursos naturales como ríos, cascadas, montañas, termas y zonas mineras, también los recursos culturales incluyen sitios arqueológicos y folklore de la gente.

1.6 Descripción de la concesión minera

La Cooperativa de Minería y Producción de Oro “Bella Rica” es una organización especializada en la pequeña minería que forma parte de la Economía Solidaria, se sustenta en objetivos estratégicos en las áreas de tecnología de desarrollo minero, gestión ambiental y social, y es reconocida por su compromiso con la gestión social (Cooperativa Minera Bella Rica, 2022).

1.6.1 Ubicación

El territorio de la Cooperativa Bella Rica está ubicado geográficamente en la parte occidental de la provincia del Azuay en el cantón Camilo Ponce Enríquez, correspondiente a las primeras estribaciones de la Cordillera Occidental; es propietaria de dos concesiones, la primera de 1350 hectáreas de Bella Rica y la segunda de 83 hectáreas de Guanache - Tres de Mayo, con una superficie total de 1433 hectáreas para exploración minera (Cooperativa Minera Bella Rica, 2022).

El área de concesión minera está ubicada entre dos importantes cuencas de drenaje de vías fluviales, el Río Guanache en el norte y Río Siete en el sur, las alturas superficiales son de 80 a 1129 m.s.n.m. con climas subtropicales donde las temperaturas varían entre 21° C y 27 °C.

Las operadoras mineras presentes en Ponce Enrique son Guanache, Tres de Mayo, Bella Rica, Pueblo Nuevo, Tres Ranchos, Tiwintza y Paraíso, como se muestra en la figura 1.9; donde el sector más densamente poblado es Bella Rica.

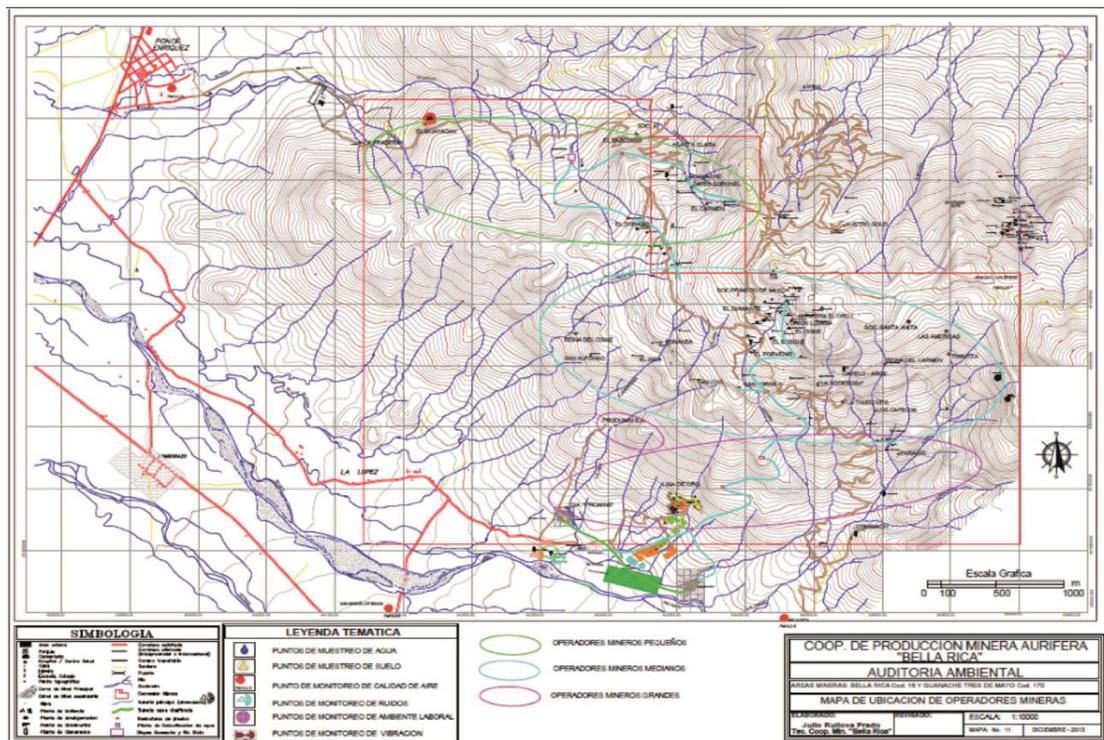


Figura 0.9 Ubicación de la concesión minera Bella Rica.

Fuente: Cooperativa minera Bella Rica (2014).

1.6.2 Geología regional

La zona minera en el cantón Camilo Ponce Enríquez está ubicada en la parte suroeste de la sierra, en la parte occidental de la provincia de Azuay, cerca de la costa del país, en la ruta Machala-Naranjal, ya que el lecho rocoso del área consiste en rocas volcánicas del cretácico, como lava basáltica, toba y brecha volcánica (Gobierno Provincial del Azuay, 2015).

El área de la concesión minera Bella Rica como se muestra en la figura 1.10 indica la geología regional que se encuentra en las 1350 hectáreas concesionada, se aprecian mayormente formaciones como terrazas aluviales, formación Piñón, la cual es conocida por las concentraciones de Cu-Au-Mo en pórfido y por las vetas formadas en rocas volcánicas de caja.

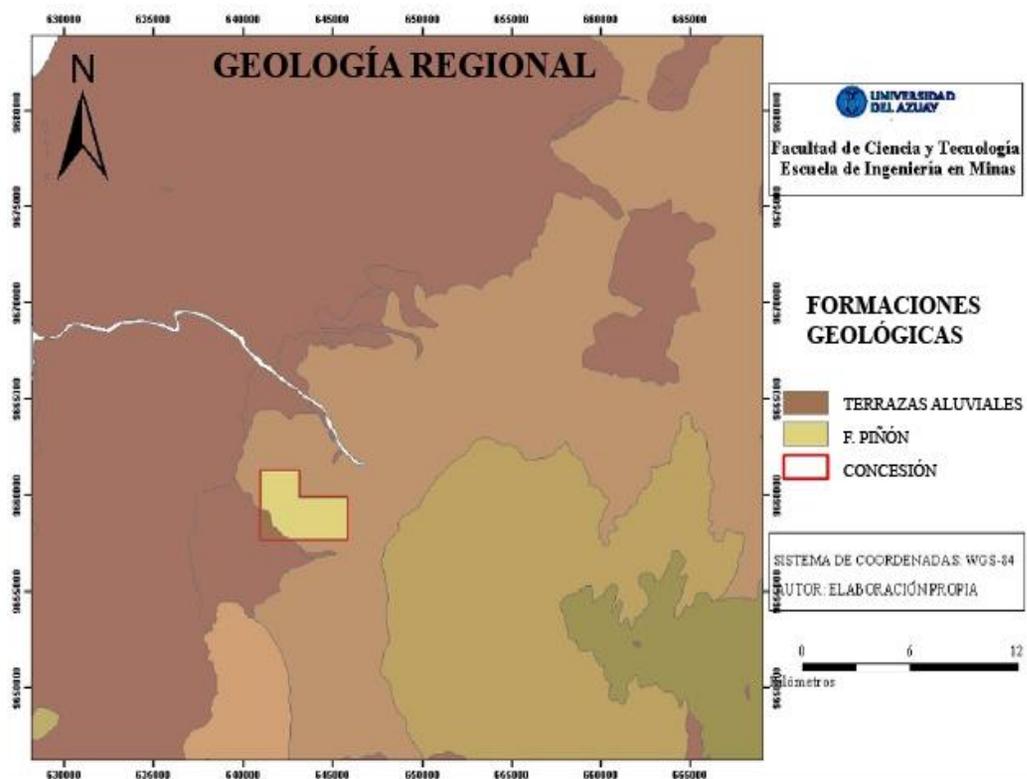


Figura 0.10 Geología regional de la concesión minera Bella Rica.

Fuente: Elaboración propia

1.6.3 Geología local

El área minera Bella Rica forma parte de un depósito sedimentario de grandes dimensiones como se muestra en la figura 1.11, la forma de las vetas de relleno de fallas abiertas generalmente paralelas a la tendencia y principalmente hacia el Este, en la misma dirección; el sistema se extiende 3 km dentro de la concesión y de allí se dirige por lo menos 2 km más al norte. Su ancho conocido en el área de estudio es de 400 m como mínimo y 1300 m como máximo, verticalmente, la altitud conocida es de 800 m, donde la roca huésped consiste en calizas de composición moderada a básica y roca ígnea volcánica, conocida localmente como basalto, de edad cretácico, donde está compuesta por dos formaciones de tipo pórfido y feldespato, donde la mineralización se encuentra predominantemente en la zona ígnea, asociada con fluidos ígneos creados por las intrusiones profundas donde predomina rocas volcánicas de composición basáltica, el sitio es presenta alta presencia de sulfuros, especialmente calcopirita, con pequeñas cantidades de pirrotita y pirita donde el 76% del oro es de grano medio (2000-50um) y el 24% restante es de grano fino (50-5um) (Gobierno Provincial del Azuay, 2015).

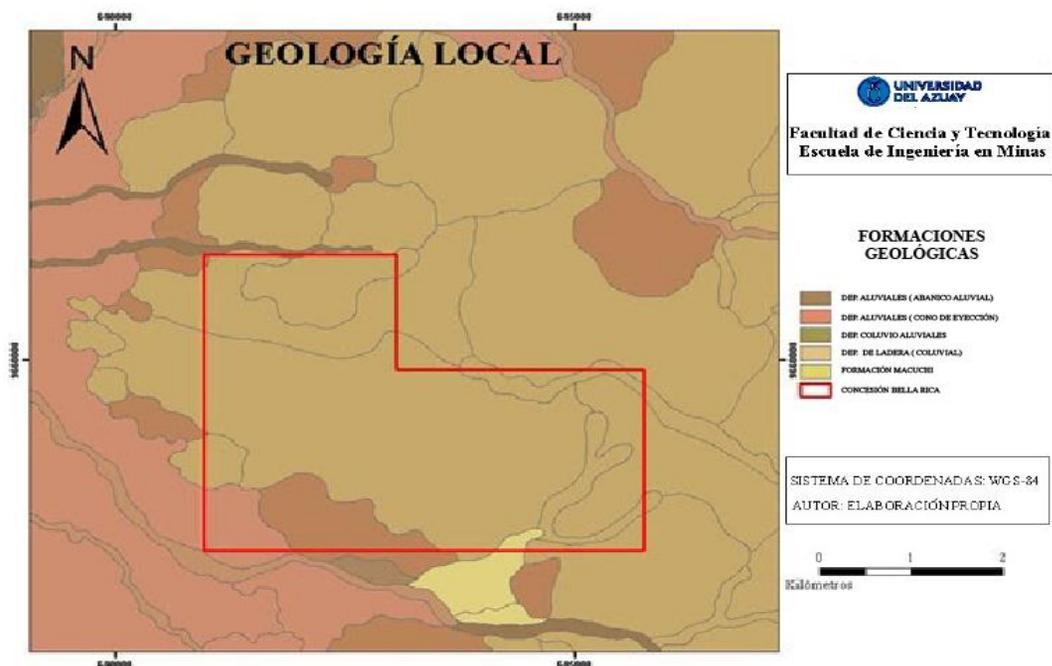


Figura 0.11 Geología local de la concesión minera Bella Rica.

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO 2

MARCO TEÓRICO

2.1 Minería subterránea

La minería subterránea se dedica a la extracción de minerales del subsuelo, siempre y cuando la extracción de minerales a través de la minería a cielo abierto no es posible por razones ambientales o económicas o también por el descubrimiento de una concentración subterránea de minerales, en cantidad suficiente para compensar la construcción de la mina (Ingeoexpert, 2019).

Todas las minas subterráneas comparten algunos componentes claves como: la ventilación, rutas de escape, acceso a los trabajadores, túneles de transporte de mineral y sistemas de comunicación para intercambiar información entre la superficie y los niveles inferiores de la mina.

Nunca existen minas iguales, ya que las aplicaciones técnicas y el diseño básico de la mina y las decisiones del proceso se basan en consideraciones tales como el tipo de mineral que se extraerá, tipo de yacimiento del material o las características geológicas del subsuelo (Banco Central del Ecuador, 2015).

2.1.1 Tipo de minería

Las minas subterráneas se clasifican en dos tipos según su ubicación, cada una con características diferentes:

Pozos Mineros: Son excavaciones situadas bajo tierra en valles y otras llanuras que suelen excavarse en forma vertical o con una ligera pendiente, para drenar estas minas se deben instalar bombas que lleven el agua del subsuelo a la superficie, generalmente es estas minas subterráneas ocurren con mayor frecuencia los colapsos (Ingeoexpert, 2019).

Minas de Montaña: Este tipo de operaciones mineras subterráneas es mucho más fácil que la extracción de pozos, en la mayoría de los casos, se construyen corredores de acceso horizontales, que se excavan en la pendiente, además, el

drenaje en este tipo de mina es mucho más fácil ya que se realiza con la ayuda de la gravedad (Ingeoexpert, 2019).

2.1.2 Métodos de perforación en minería subterránea

Existen diferentes métodos de perforación de rocas, que difieren principalmente en el tipo de uso de energía. Dada la importancia de esta labor, es fundamental contar con profesionales que se especialicen en perforación minera y que cuenten con los estándares y habilidades para ejecutarla, así como para prevenir accidentes y asegurar la rentabilidad de las actividades mineras (Ise-academy, 2021).

Aunque existen varios métodos para perforar rocas y minerales, se sabe que la perforación que usa energía mecánica, se usa en operaciones mineras. Los métodos de perforación para la minería subterránea se presentan a continuación.

2.1.2.1 Perforación manual

Este tipo de perforación utiliza equipos livianos operados por un taladro, se utilizan principalmente en trabajos más pequeños facilitando la extracción de material con una persona sosteniendo el taladro y la otra golpeándolo con una cuerda y girándolo en diagonal para continuar perforando, donde el uso de máquinas más grandes no es posible o su aplicación es simplemente antieconómica debido al tamaño del terreno, este proceso se utiliza en la minería artesanal y puede ser realizado por una sola persona (Ise-academy, 2021).

2.1.2.2 Perforación neumática

Este proceso se lleva a cabo utilizando un taladro de roca convencional como se muestra en la figura 2.1, que utiliza la energía del aire comprimido para perforar pequeños agujeros, la broca incorpora una punta de cincel que tritura la roca, generalmente utilizada en la pequeña minería manejando sistemas de perforación de percusión rotativa que utilizan energía neumática mediante taladros manuales, varillas o barras, cinceles o brocas y barredoras que limpian y acarrear los escombros producidos (Ise-academy, 2021).

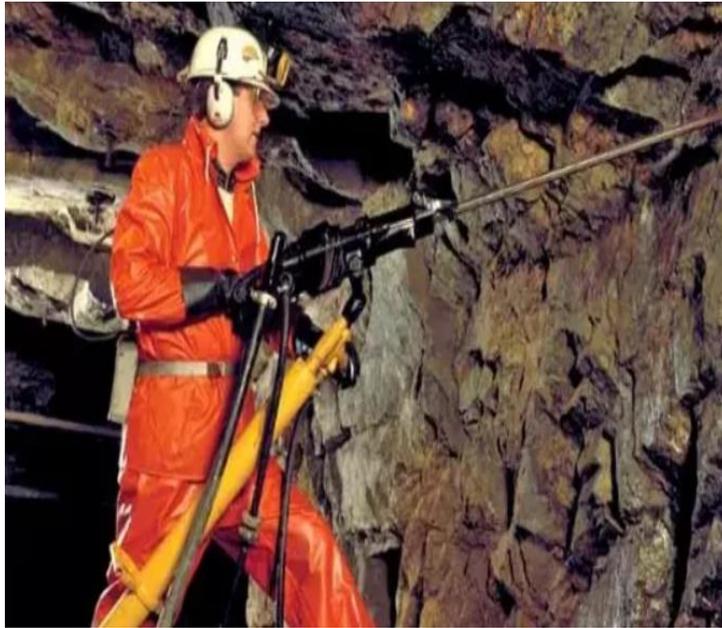


Figura 0.12 Perforación neumática en minería subterránea.

Fuente: (Ise-academy 2021).

2.1.2.3 Perforación rotativa

Los métodos de rotación se dividen en dos grupos, dependiendo de la penetración en la roca, donde por trituración es aplicable para rocas de dureza media a alta o por corte utilizado en rocas blandas (Ise-academy, 2021).

2.1.2.4 Perforación roto-percutiva

El método de percusión es ampliamente utilizado en minas subterráneas y minas de exploración a cielo abierto o de superficie como se muestra en la figura 2.2, es una combinación de percusión, rotación, empuje y barrido. La principal ventaja de este método de perforación, en comparación con el método rotativo es que se puede aplicar a todo tipo de roca, ya sea blanda o dura, se puede utilizar diferentes diámetros de agujeros y el dispositivo es muy portátil, compacto y es operado por una sola persona (Ise-academy, 2021).

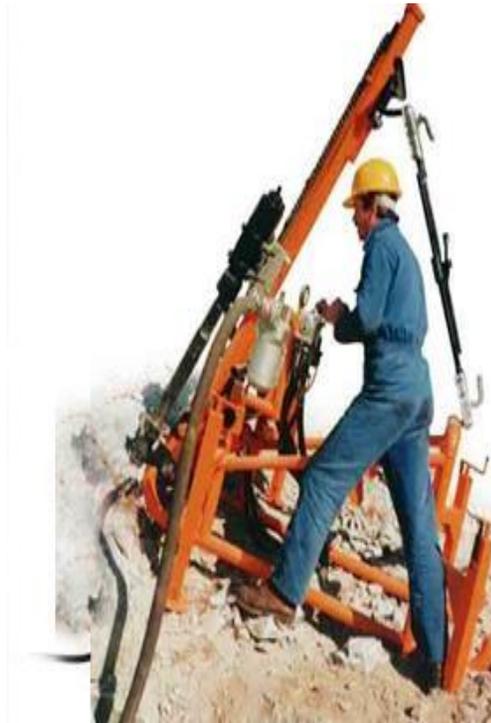


Figura 0.13 Perforación roto-percutiva en minería subterránea.

Fuente: (Yepes, 2013).

2.1.2.5 Perforación eléctrica

Este método de perforación utiliza energía eléctrica mediante un generador diésel de gran capacidad, mediante brocas helicoidales que se utilizan para hacer agujeros u orificios de hasta 90 cm de longitud, con una mayor productividad con respecto a taladros mecánicos (Ise-academy, 2021).

2.1.2.6 Perforación hidráulica

Se utilizan equipos robóticos altamente sofisticados con capacidades avanzadas y alto rendimiento, mediante la energía hidráulica para transmitir, controlar fuerzas y movimientos en el pozo por control computarizado, equipado con software de perforación para trazar la línea de perforación requerida, la ventaja de este método es su alta precisión y paralelismo durante la perforación (Ise-academy, 2021).

2.1.3 Perforación según el trabajo

2.1.3.1 Perforación de banqueo

Son perforaciones verticales o inclinadas en proyectos de superficie y minería subterránea, como la perforación de subsuelo (Ise-academy, 2021).

2.1.3.2 Perforación de avance de galerías y túneles

Son perforaciones horizontales realizadas manualmente o de forma mecanizada, los equipos y métodos varían según el sistema de minería, pero generalmente para la minería subterránea a gran escala, se utilizan equipos de perforación conocidos como "jumbos", que tienen de una a tres o más piezas de mano y permiten realizar tareas de perforación rápidas de manera automática (Ise-academy, 2021).

2.1.3.3 Perforación de producción

Es el conjunto de trabajos de minado para la extracción de mineral, producto de la explotación minera para completar un programa previamente definido de producción, siendo su objetivo principal conectar los depósitos minerales con túneles y pozos, permitiendo a los mineros extraerlos del depósito subterráneo y transportarlos a la superficie para su procesamiento. (Ise-academy, 2021).

2.1.3.4 Perforación de chimenea y piques

Son operaciones verticales como se muestra en la figura 2.3, muy utilizadas en minas subterráneas y obras de ingeniería civil, mediante métodos de perforación especiales, en particular RaiseBoring y la jaula de escalada Alimak (Ise-academy, 2021).

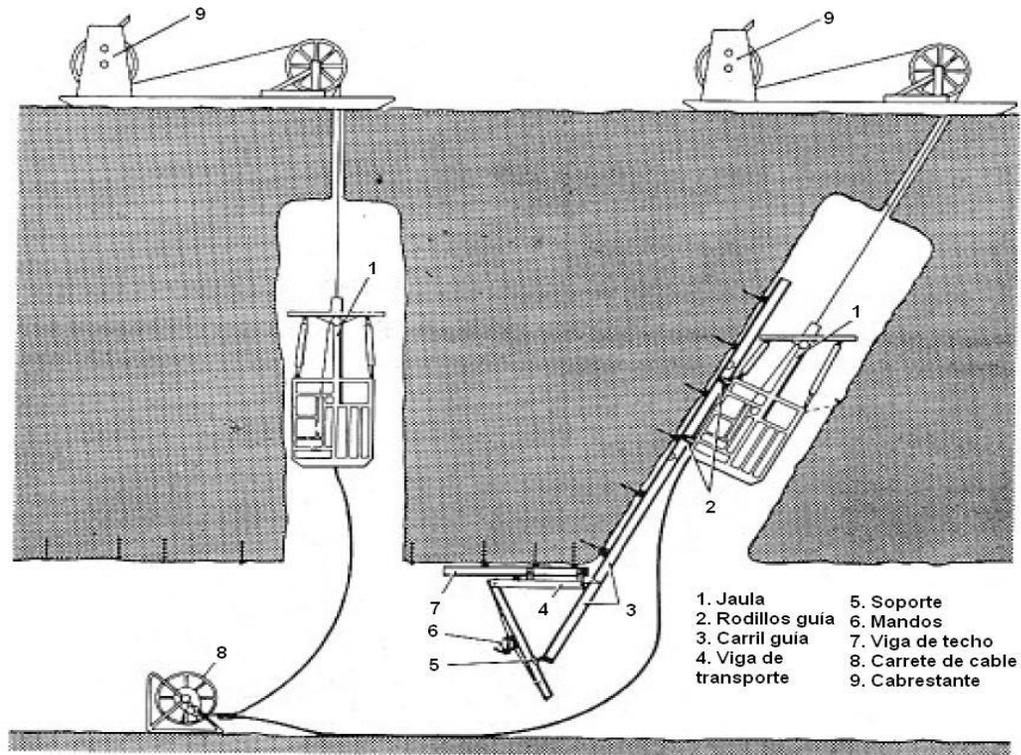


Figura 0.14 Perforación de chimenea y piques de minería subterránea

Fuente: (Yepes, 2013).

2.2 Yacimientos minerales

Los recursos mineros del planeta están distribuidos en zonas definidas por condiciones geológicas, tectónicas y otras que determinan la presencia de yacimientos donde la concentración de materia mineral por procesos geológicos puede tener beneficios económicos mediante la industrialización por su cantidad, calidad y composición del material (Servicio Geológico Mexicano, 2021).

Los yacimientos son concentraciones naturales de minerales en la corteza terrestre donde se clasifican de acuerdo con los niveles de concentración, los cuales deben ser suficientemente altos como para ser económicamente viables para la minería, esto significa que el costo de extraer minerales de la roca y separar los elementos de los minerales por tonelada de roca deben ser menores que el valor del material por tonelada de roca (Jennings, 2018).

Los yacimientos minerales, tanto metalíferos como no metálicos son acumulación o concentración de una o más sustancias útiles que en su mayoría están distribuidos escasamente en la corteza exterior de la tierra, en su mayor parte son rarísimos en las rocas ígneas y pueden estar ausentes en las rocas sedimentarias y la mica (Ingeoexpert, 2018). Los elementos que entran en la composición de los materiales de los yacimientos minerales provienen de las rocas de la corteza terrestre exterior o bien de masas fundidas (magnas) que se enfriaron y formaron rocas ígneas.

2.2.1 Yacimiento hidrotermal

Los fluidos hidrotermales acuosos ascendieron a altas temperaturas (300° y 500°C) y presiones, que penetraron en cavidades de gran profundidad que contenían material estéril (panizo o semipanizo), donde predominó la reposición mineral, afectando ciertas proporciones de roca dura y produciendo posteriormente masas mineralizadas (Servicio Geológico Mexicano, 2021).

2.2.2 Yacimiento epitermal

Una solución hidrotermal introducida en cavidades de poca profundidad en condiciones apropiadas de temperatura (50° a 200°C) y una presión moderada, llenándola con los minerales transportados y produciendo una masa mineralizada de componentes principalmente como galena, esfalerita, tetraedrita y calcopirita (Servicio Geológico Mexicano, 2021).

2.3 Resistencia a la compresión simple o uniaxial

La resistencia a la compresión uniaxial indica cómo influye los esfuerzos de soporte máximos sobre una muestra cúbica o cilíndrica de material antes de llegar a su punto de falla, es decir antes de fracturarse, siendo esta la carga por unidad de área a la que el material tolera una ruptura. En la tabla 2.1 se muestra una clasificación de acuerdo con la resistencia de la roca (Agcasco, 2007).

Tabla 0.1 Clasificación de la roca en base a la resistencia a la compresión según la ISRM

Descripción	Resistencia a la Compresión (MPa)
Extremadamente Blanda	<1
Muy Blanda	1-5
Blanda	5-25
Moderadamente Blanda	25-50
Dura	50-100
Muy Dura	100-250
Extremadamente Dura	>250

Fuente: Calle, E. P. F., & Suarez, J. C. P. (2020).

2.4 Fuerza a la que falla la roca en el área de aplicación

Nos muestra la resistencia longitudinal que se mide en una prensa Hidráulica reconociendo el esfuerzo de compresión aplicado sobre una probeta de material, designando el lugar en una sola dirección de la zona de esfuerzos, y la deformación lineal inducida en esa misma dirección (Agcasco, 2007).

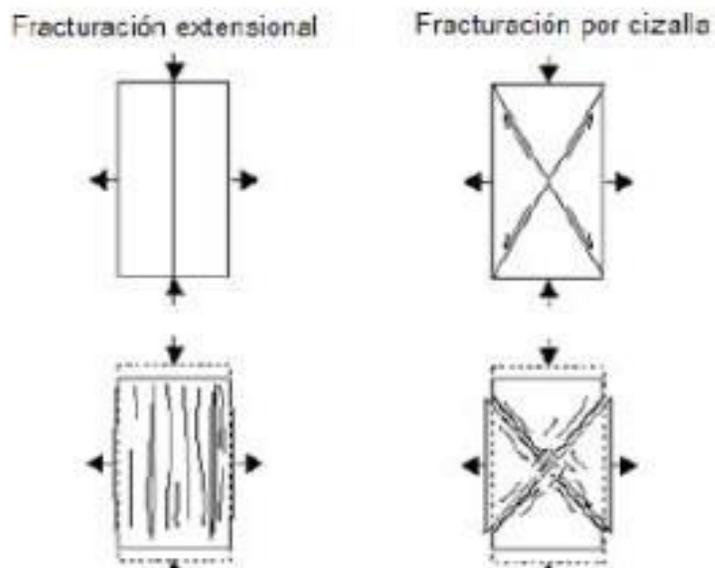


Figura 0.15 Desarrollo de las fracturas.

Fuente: (Agcasco, 2007).

El esfuerzo es igual a la fuerza aplicada por sección o superficie:

$$\delta = \frac{F}{A} \quad (1)$$

Donde

F = Fuerza

A = Área Transversal de la Probeta

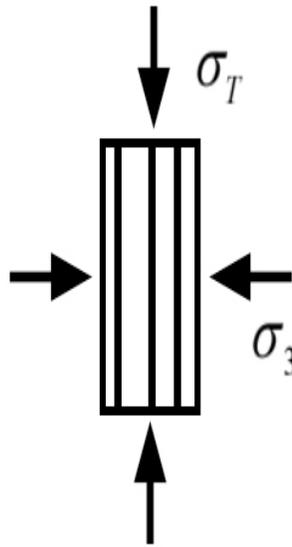


Figura 0.16 Prueba de compresión simple.

Fuente: (Agcasco, 2007).

A medida que la tensión aumenta y supera el límite elástico, la deformación aumenta rápidamente. A medida que aumenta la tensión finalmente se alcanza el llamado punto de ruptura, donde la muestra experimenta fallas de fracturación catastróficas por cizalla o fisuración extensional. Este punto de falla el rompimiento determina, el esfuerzo compresivo y la resistencia a la compresión de la muestra. (Agcasco, 2007)

La resistencia a la compresión simple tiene valores que están desde 10 a 2000 kg/cm², estos rangos permiten establecer si la roca tiene una resistencia muy baja o alta; la roca natural es relativamente dura a la compresión más que a la tensión y flexión; sin embargo,

las rocas sedimentarias debido a su porosidad se consideran las más frágiles. Aunque por el efecto del tamaño del grano no pueden generalizarse, se puede decir que la resistencia a la compresión generalmente asciende conforme aumenta la dimensión de grano de un material, lo cual es consistente con otras variables como: composición mineral, estructura, porosidad, cementación, etc. (Agcasco, 2007)

La resistencia del macizo rocoso y la capacidad de deformación depende de la función de la resistividad del macizo rocoso y de la discontinuidad de la roca, las cuales son muy versátiles, también de las condiciones geoambientales que se encuentran expuestas, como los ambientes naturales y las condiciones hidrogeológicas. La presencia de zonas de alteración o de diferente composición litológica, significa zonas de debilidad y anisotrópicas de variado comportamiento y características resistentes. Estas condiciones determinan la complejidad en la valoración de la resistencia de los macizos rocosos. (González de Vallejo, 2003).

2.5 Modelo matemático

Uno de los métodos para calcular y diseñar de manera óptima la malla de perforación y voladura, es el modelo matemático propuesto por Langefors y Kihlstrom, que describe la distribución de agujeros en función de las propiedades y los factores de explotación de la mina; las fórmulas utilizadas se refieren a consumos específicos y otros parámetros de voladura que varían ya que cada proyecto debe tener un diseño en específico de acuerdo con las necesidades.

Langerfors plantea la ley de la conformidad en el diseño de voladura con respecto a la proyección, esponjamiento y efecto micro sísmico en las estructuras circundantes, considerando a la carga como uno de los parámetros principales en la voladura de rocas donde a partir de tres parámetros se pueden obtener resultados satisfactorios:

- La ubicación de los taladros.
- La cantidad de carga explosiva.
- La secuencia de salida del disparo

Para el cálculo de la concentración lineal del explosivo:

$$l = 55 \times d \times \left(V_1 - \frac{\varnothing}{2}\right) \times \left(\frac{c}{0,4}\right) \times \left(\frac{1}{s}\right) \quad (2)$$

Donde

l = Densidad máxima del explosivo (kg/m).

\varnothing = Diámetro del barreno (m).

ρ = Densidad del explosivo (kg/m³).

c = Constante de la roca.

V_1 = piedra teórica (m).

2.5.1 Potencia relativa

La potencia relativa se puede expresar como el peso de explosivo utilizado contra el peso de ANFO dado por la fórmula y en la tabla 2.2:

$$S = \frac{\rho_{EMULNOR} \cdot \text{Velocidad detonación EMULNOR}}{\rho_{ANFO} \cdot \text{Velocidad detonación ANFO}} \quad (3)$$

Tabla 0.2 Datos de los explosivos FAMESA

Parámetro	Valor
Densidad del explosivo EMULNOR 3000	$\rho_{EMULNOR} = 1.14 \frac{g}{cm^3}$
Densidad del explosivo ANFO	$\rho_{ANFO} = 0.8 \frac{g}{cm^3}$
Velocidad detonación EMULNOR 3000	$V = 4400 \frac{m}{s}$
Velocidad detonación ANFO	$V = 2250 \frac{m}{s}$

Fuente: FAMESA, 2018

$$S = \frac{1.14 \frac{g}{cm^3} \cdot 4400 \frac{m}{s}}{0.8 \frac{g}{cm^3} \cdot 2250 \frac{m}{s}}$$

$$S = 2.79 \frac{g}{cm^3}$$

Valor obtenido de la potencia relativa del explosivo que se utilizó en el frente de explotación de la mina Promine.

2.5.2 Diámetro de perforación

Para calcular el diámetro del barreno, se tiene en cuenta el diámetro del agujero, dado que el patrón de perforación actual usa orificios de 1 pulgada, el análisis de diseño para el mejor patrón de perforación se realizó con orificios de 1 y 2 pulgadas, y los mejores resultados se obtuvieron con orificios de 2 pulgadas, dado a la rentabilidad del proceso de perforación y voladura debido al pequeño diámetro del pozo, que no da un buen avance.

$$\varnothing = \varnothing_o \cdot \sqrt{2} \quad (4)$$

Donde

\varnothing_o = Diámetro del Barreno Vacío

2.5.3 Avance de perforación

La perforación es la operación que se realiza para perforar un macizo rocoso de distribución y forma adecuada que pueda contener cargas explosivas. En la minería subterránea, la excavación se utiliza para mover el frente de minado y construir chimeneas y pozos. Esta operación se realiza en húmedo para mantener la calidad del aire y minimizar el riesgo de enfermedades, además la adición de agua también limpia el suelo de mineral, enfría las varillas y sella las paredes del pozo en terreno irregular, lo que permite evitar la obstrucción de las varillas.

Para el avance de perforación se utiliza la siguiente ecuación:

$$H = 0.15 + 34.1 \times \emptyset - 39.4 \times \emptyset^2 \quad (5)$$

Donde

H = Avance en metros.

\emptyset = Diámetro de perforación.

Por otro lado, para calcular el avance de perforación real (H_{REAL}), se debe multiplicar el avance de perforación por el porcentaje de profundidad.

$$H_{REAL} = 0.95 \times H \quad (6)$$

Además, se realiza el cálculo de la densidad máxima de explosivos:

$$l_{MAX} = \frac{\pi \times d^2}{4} \times \rho \quad (7)$$

Para la desviación de la máquina, se debe calcular con:

$$\Delta_{MAX} = \Delta \cdot H_{REAL} \quad (8)$$

2.6 Diseño de mallas de perforación y voladura

La voladura se puede definir como la detonación de un explosivo, mediante cargas en agujeros realizados durante la perforación, usando un material explosivo que cuando se activa produce una onda de choque y la reacción libera instantáneamente gases a alta presión y temperatura, desgarrando, fracturando o eliminando muchos materiales de acuerdo con los parámetros de diseño (SGMinas, 2016).

Las voladuras subterráneas se diferencian de las voladuras a cielo abierto en el cálculo de parámetros que deben ajustarse para un contorno específico, a diferencia de la voladura de superficie, donde el tamaño exacto de la voladura no es importante (Posada, 2020).

La perforación de rocas dentro del campo de voladura es la primera operación que se realiza para perforar barrenos con adecuada distribución y geometría dentro del macizo que albergará los explosivos y sus accesorios de arranque. Los sistemas desarrollados y clasificados por orden de aplicación se muestran en la tabla 2.3.

Tabla 0.3 Sistemas de penetración de roca.

Sistema	Operación
Mecánico	Percusión
	Rotación
	Rotopercusión
Térmicos	Soplete o Lanza Térmica
	Plasma
	Fluido Caliente
	Congelación
Hidráulicos	Chorro de Agua
	Erosión
	Cavitación
Sónicos	Vibración de Alta Frecuencia
Químicos	Micro voladura
	Disolución
Eléctricos	Arco Eléctrico
	Inducción Magnética
Sísmicos	Rayo Laser
Nucleares	Fusión
	Fisión

Fuente: Elaboración propia.

2.6.1 Técnicas de voladura en minería subterránea

La voladura en la minería subterránea es una de las técnicas más utilizadas para el desarrollo de operaciones, aquellas difieren de las voladuras de cielo abierto o superficie, en que el cálculo de los parámetros de voladura debe adecuarse a un contorno específico; esta situación es completamente diferente de la voladura de superficie donde el tamaño exacto de la voladura no es importante (Cervera, 2020).

Las actividades actuales más desarrolladas en minería subterránea son:

- Voladuras en chimeneas.
- Voladuras en túneles.
- Voladura en bancos de mineral.
- Voladuras para túneles de carreteras.
- Voladuras en pozos.

2.6.2 Esquema de voladura

En la perforación subterránea, las características de las voladuras es que inicialmente no hay ningún frente de explotación que contenga una superficie libre de salida más que el propio frente de ataque. Para la apertura de trabajos al interior de mina se necesita la creación de huecos para los taladros de arranque los cuales van abriendo camino hacia las demás sesiones en una secuencia específica. Estas perforaciones crean una zona de 1 a 2m²; sin embargo, se pueden lograr perforaciones más grandes de hasta 4 m² con diámetros de barrenos grandes (López. C. J, 2003).

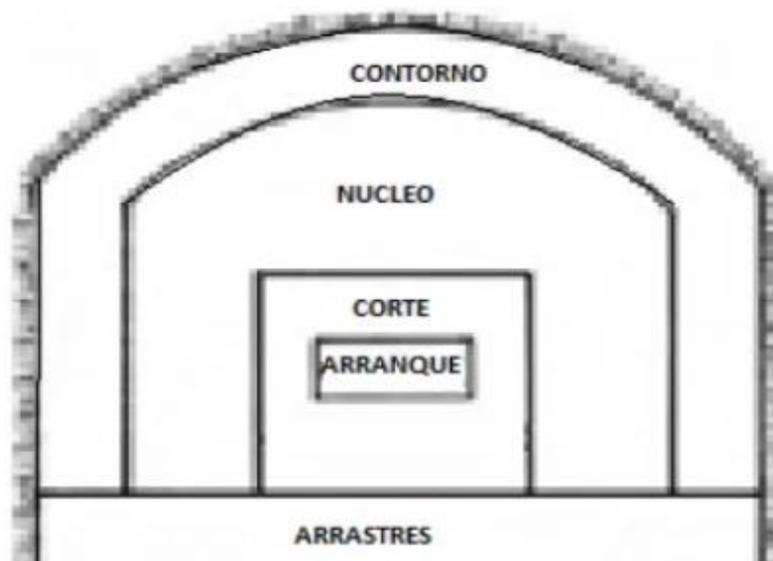


Figura 0.17 Esquema de voladura.

Fuente: (López. C. J, 2003).

2.6.3 Arranque de cuatro secciones

En el diagrama de arranque de cuatro secciones se dispone de taladros paralelos. La distancia entre el cuadrado inicial de la primera sección debe ser 1,7 veces el diámetro del taladro de alivio para lograr una fragmentación y salida con escenarios satisfactorios, obteniendo fragmentaciones de gran variedad, que dependerán de la densidad del explosivo, así como de la variedad del mismo, las particularidades de la roca encajante y la distancia entre el taladro que este vacío con el taladro que está cargado de explosivo (Langefors y Kilhstrom, 1963).

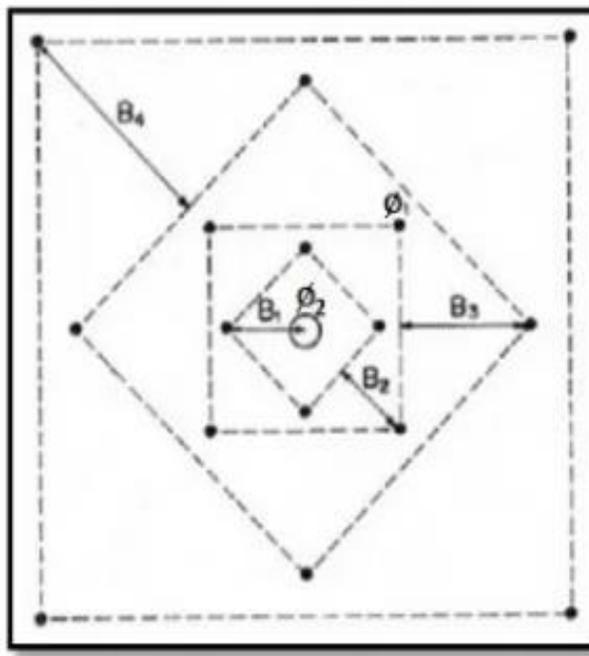


Figura 0.18 Arranque de cuatro secciones.

Fuente: (López. C. J, 2003).

2.6.4 Núcleo

El procedimiento de cálculo de la distribución de los taladros del núcleo es parecido al que se utiliza en la base de la voladura, solo que para este caso se utilizan valores distintos del factor de fijación y relación espaciamento/ burden.

La relación de carga de columna, para los taladros, será igual al 50% de la concentración de la carga de fondo (Langefors y Kilhstrom, 1963).

2.6.5 Zapateras o arrastres

Estos barrenos se los ubica en el piso del esquema de la voladura, son los encargados de formar la base de la excavación, además de tener una labor de levantamiento del material volado por las demás secciones, por lo que se realiza al final de todas las etapas (Langefors y Kilhstrom, 1963).

- Factor de fijación $f = 1,45$.
- Relación espaciamiento piedra (E/V) $f = 1$.

2.6.6 Contorno

Las brocas que se utilizan en el contorno son aquellas que delimitan la excavación final dentro de la perforación, y se colocan con un espaciamiento corto entre estas, dejando espacio para el taladro, orientándolos hacia el interior del macizo rocoso en la zona de estudio, e influyendo en la proyección del escombros, en la fragmentación y también en el número de taladros. Existen tres disposiciones en la orientación de la perforación: en rincón, centrada inferior y centrada superior, se suele elegir la última descrita, teniendo mejores fragmentaciones, mejor disposición, incluso la misma ayuda con el sostenimiento y con el tendido del material cercano a la zona de influencia (Langefors y Kilhstrom, 1963).

- Factor de fijación $f = 1,2$.
- Relación espaciamiento piedra (E/V) $f = 1,25$.

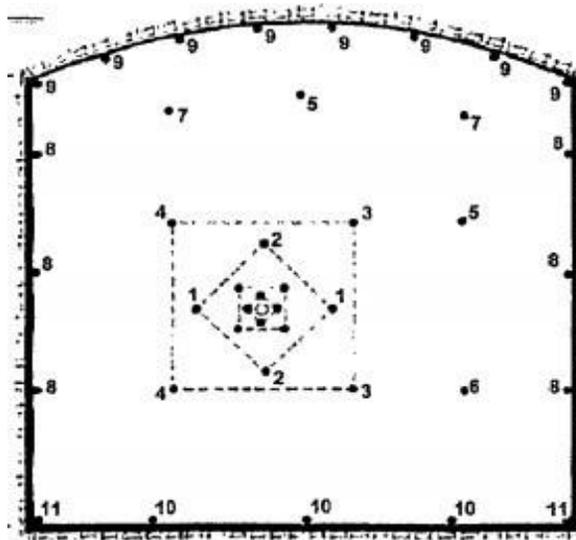


Figura 0.19 Diseño de la perforación y voladura.

Fuente: (López. C. J, 2003).

2.6.7 Errores y defectos en la perforación

Según EXSA (2013). "Manual práctico de voladura ". El proceso de la perforación se debe realizar de la forma más eficiente y rápida posible, teniendo en cuenta la pérdida por dilución de material en la voladura o el mineral que queda dentro de la roca de caja. Además, en el progreso del túnel los trabajos de avance deben llegar al 95% de la extensión perforada o se tendrán pérdidas de eficiencia importantes. Entonces cuáles serán los requisitos a cumplir por parte del perforista, primero: debe tener en consideración la seguridad, la capacitación instruida previamente, también tener en cuenta la variabilidad de las zonas al interior del túnel, siempre optando por mejorar continuamente. Finalmente, debe estar dispuesto a cumplir con las ordenes de los jefes, con los estándares de trabajo. A continuación, se describe los errores en la perforación, debidos a una mala mano de obra o planificación en los frentes de explotación subterránea.

Huecos de alivio con diámetros muy pequeños: Estas fallas afectan principalmente al arranque por disparo en la zona del cuele.

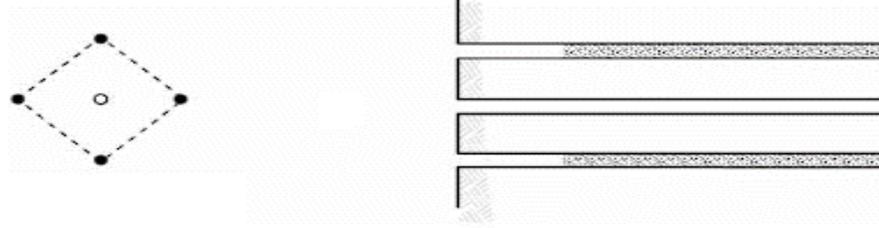


Figura 0.20 Hueco de alivio.

Fuente: (EXSA, 2013).

Desviaciones en el paralelismo: Son comunes las desviaciones por parte de la irregularidad del frente y del burden, principalmente porque no se mantienen igual, resulta mayor al fondo lo que afecta al fracturamiento y al avance. Este problema es evidente en los arranques y en el techo de las galerías.

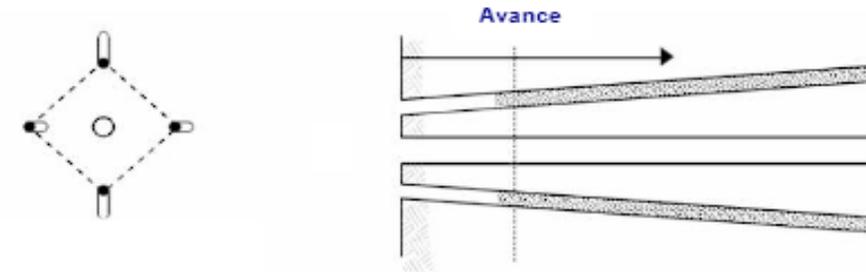


Figura 0.21 Desviaciones en paralelismo.

Fuente: (EXSA, 2013).

Espaciamientos irregulares entre taladros: Estos tipos de fallas producen soplos de explosivos o una fragmentación grande.

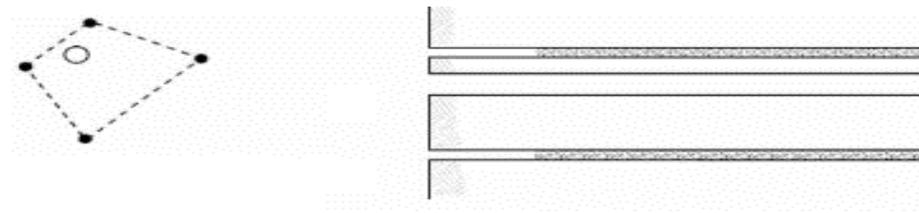


Figura 0.22 Espaciamientos irregulares.

Fuente: (EXSA, 2013).

Irregular longitud de los taladros: Nos influye en el avance de la galería desterminando caras sumamente irregulares y en especial si los taladros de alivio son muy cortos.



Figura 0.23 Irregular longitud.

Fuente: (EXSA, 2013).

Intersección entre taladros: Perturba a la colocación de la carga explosiva.

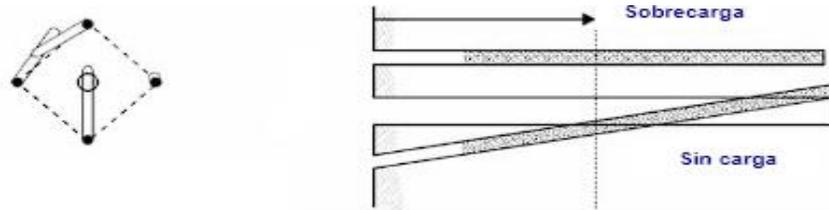


Figura 0.24 Intersección entre taladros.

Fuente: (EXSA, 2013).

2.7 Características de los explosivos

2.7.1 Explosivos rápidos y detonantes

Los explosivos se dividen en primarios y secundarios según su uso. Los explosivos primarios se utilizan como iniciadores para detonar la secuencia de explosivos secundarios debido a su alta energía y sensibilidad, son desgarradores de rocas, menos delicados que los principales, pero de mayor utilidad. Estos explosivos tienen velocidades entre 2000 y 7000 m/s (EXSA,2013).

2.7.2 Explosivos lentos y deflagrantes

Los explosivos de lentos y deflagrantes se caracterizan por una velocidad de reacción relativamente lenta, tienen velocidades inferiores a 2000 m/s entre los cuales se incluyen la pólvora y compuestos pirotécnicos, su fuente de ignición es por llama o chispa para iniciar la reacción quemándose a un ritmo constante, produciendo una liberación sostenida de energía, estos explosivos rara vez se usan en minería o ingeniería civil. (EXSA,2013).

2.7.3 Sensibilidad

Es la propiedad por la cual un explosivo debe propagar su reacción a través de la carga, la cual se puede medir para determinar el diámetro crítico del explosivo. Todos los compuestos explosivos tienen un diámetro crítico, que varía de 1 a 100 mm según el compuesto. El diámetro del pozo propuesto por el proyecto debe ser mayor que el diámetro crítico del explosivo utilizado en ese pozo.

La sensibilidad, por otro lado, también se puede definir como una medida de la capacidad de un explosivo para propagar una reacción de cartucho a cartucho cuando el diámetro es mayor que el diámetro crítico. Esto se puede expresar como la distancia máxima (en centímetros) entre un barreno disparado (iniciador) y un barreno no disparado (receptor) en el que se produce la transferencia de la detonación (EXSA,2013).

2.7.4 Flamabilidad

La propiedad de que un explosivo debe causar rápidamente una reacción con una chispa llama o fuego, se denomina flamabilidad. Hay explosivos que explotan con chispa y explosivos que no explotan cuando se queman. La flamabilidad es muy importante desde el punto de vista de la seguridad de la mina con respecto al almacenamiento, transporte y uso (EXSA,2013).

2.7.5 Resistencia a la temperatura

El rendimiento explosivo puede verse afectado por el almacenamiento a temperaturas extremas (por encima de 32,2° C). Muchos compuestos se descomponen lentamente con el desprendimiento de gas, aumentando gradualmente hasta que se produce la deflagración. A temperaturas por debajo de los 8 °C; los explosivos que contienen nitroglicerina tienden a congelarse (EXSA,2013).

2.7.6 Potencia

Indica la cantidad de energía que tiene un explosivo y es una medida de la fuerza que puede producir y su capacidad para realizar trabajo. Varios fabricantes clasifican el rendimiento en función del mismo peso o volumen y se lo conoce comúnmente como rendimiento por peso y rendimiento por volumen. Hay muchas formas de medir el rendimiento, pero ninguno de estos métodos es adecuado para propósitos de diseño de voladuras. Por lo tanto, se puede decir que la potencia nominal es engañosa y no compara con precisión la efectividad de la rotura de rocas con el tipo de voladura (EXSA,2013).

CAPÍTULO 3

DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN

En este capítulo se indica los parámetros que se tomaron en cuenta para el desarrollo de la malla de perforación para el frente de explotación subterránea. La configuración de la malla esta dado primeramente por el análisis de la calidad del macizo rocoso, mismo que nos indicó las características particulares de la zona de estudio, su estabilidad y cuál es la mejor disposición; con la finalidad de cumplir con los objetivos planteados en la presente tesis.

3.1 Determinación del índice RQD

El índice de la de calidad de la roca es de suma importancia, por lo que la toma de datos debe ser de forma precisa en las inspecciones realizadas en la zona de interés, estos datos nos ayudaron al desarrollo del tema.

Para el cálculo la manera convencional se aplica de forma en el que, desde los testigos de perforación se toma en cuenta el número de fracturas presentes en la roca, pero para este caso no se contaba con tales testigos de perforación y por el costo de estos, se optó por la metodología del mapeo por metro lineal.

En el frente de explotación se designó tres sitios de muestreo, de cada lugar escogido se tomó datos de los cuales se fueron dividiendo cada metro hasta completar los 3 m de longitud total, para cada uno de esos tres lugares, entonces se procedió a hacer la cuenta de cuantas fracturas estaban presentes en esa zona, estos resultados fueron promediados hasta obtener un índice RQD más preciso como se observa en la tabla 3.1.



Figura 0.25 Medición de fracturas para determinar RQD en un metro lineal.

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 0.4 Valores de análisis del índice RQD en la zona de estudio por metro lineal.

Zona de Análisis	Zona 1		Zona 2		Zona 3		Total, RQD Promedio (%)
	Fracturas	RQD (%)	Fracturas	RQD (%)	Fracturas	RQD (%)	
1 m	3	88	2	92	3	88	
2 m	2	92	1	96	4	84	
3 m	3	88	3	88	1	96	
Total (m lineales)	8	89,3	6	92	8	89,3	90

Fuente: Elaboración propia.

Se tomo en cuenta la siguiente formula de Deere para sacar el valor de RQD por cada metro lineal en el túnel.

$$RQD = 100 - (4 \times N^{\circ} \text{ Fracturas por Metro}) \quad (9)$$

El valor determinado de RQD promedio de los tres puntos de muestreo es de 90 % logrando establecer la calidad de la roca con un valor de roca Buena.

3.2 Preparación de las probetas

La preparación de las probetas se obtuvo de la roca de caja de la zona escogida para el diseño de la malla de perforación, obteniendo datos más precisos. Las probetas fueron obtenidas de dos muestras de roca sana refiriéndonos a que las mismas no presentaban fracturas ni alteraciones.

Las muestras obtenidas fueron llevadas al laboratorio de la escuela en Ingeniería en Minas de la Universidad del Azuay; a estas muestras se las redujo su tamaño para poder trabajarlas con mayor facilidad, para ello fueron enviadas a ser cortadas y perfiladas, hasta obtener las dimensiones ideales, que para la presente tesis fueron de 5cm de largo y 3cm de altura y un total de seis muestras.



Figura 0.26 Probetas para análisis de resistencia a la compresión simple.

Fuente: Elaboración propia.

3.3 Análisis de resistencia a la compresión simple

Las probetas que fueron preparadas fueron utilizadas para el ensayo de compresión simple, estas probetas, presentaban una relación estimada de 2:1 propuesto por la norma ASTM D4543, donde las medidas ya fueron expuestas en el punto anterior.



Figura 0.27 Colocación de la probeta para el ensayo de resistencia a la compresión simple.

Fuente: Elaboración propia.



Figura 0.28 Ruptura de la probeta.

Fuente: Elaboración propia.

Luego de obtener los resultados de las 6 probetas se procedió a hacer los siguientes cálculos como se muestra en la tabla 3.2.

Tabla 0.5 Valores del ensayo en las probetas para la resistencia a la compresión simple

Muestra	Carga	Área	kg/cm ²	MPa
1	6748,68	25	269,95	26,47
2	5223,7	23,5	222,29	21,80
3	6526,08	23,5	277,71	27,23
4	13156,68	25	526,27	51,61
5	21217,84	25	848,71	83,23
6	19610,67	25	784,43	76,93
Resistencia a la compresión simple promedio				
			kg/cm ²	488,22
			MPa	47,88

Fuente: Elaboración propia

Una vez obtenidos todos los resultados de las probetas, se obtuvo que la resistencia a la compresión simple tiene un resultado promedio de 47.88 MPa como se observa en la tabla anterior.

3.4 Determinación de RMR

Contando con todos los resultados descritos en las tablas anteriores se valoró la Clasificación Geométrica RMR, obteniendo la calidad del macizo rocoso para la mina PROMINE en su frente de explotación.

Para ello, se tuvieron en cuenta los siguientes parámetros: resistencia a la compresión uniaxial, presentando un valor de 47,88 MPa; el índice de calidad de la roca fue del 90 % logrando establecer la calidad con un valor de roca Buena, la distancia entre diaclasas con presentó un rango de 0.3 a 1 metro, para las condiciones hidrológicas se tomó en cuenta que en la mina el túnel tiene humedad con agua intersticial siendo menor a 25 litros por minuto; en la condición de las fracturas se observan paredes duras con una superficie ligeramente rugosa, no se cuenta con fallas en zona por lo cual no se optó por una corrección en los cálculos, obteniendo los siguientes puntajes mostrados en la tabla 3.3 y obteniendo que el tipo de roca es de clase número II, considerándola como roca buena, lo cual también es apreciable al interior de la galería.

Tabla 0.6 Parámetros y puntajes para la determinación de RMR

Parámetro	Puntaje
RCU	7
RQD	20
Distancia entre diaclasas	25
Condiciones Hidrológicas	7
Condiciones de las fracturas	20
Puntaje total	79 (Roca Buena)

Fuente: Elaboración propia

3.5 Malla de perforación y voladura actual

Las operaciones de explotación en el frente de trabajo de la mina PROMINE, reflejan que no poseen un diseño de malla de perforación, los trabajos se realizan de forma empírica sin estudios previos, la minera ocupa brocas de una pulgada con la ubicación de los barrenos de forma no eficiente, entonces para el enfoque de la presente tesis se comenzó por mejorar la ubicación, la cantidad de taladros a utilizar, así como la cantidad de explosivos, vasados en la geología del lugar, la resistencia de la roca y los factores de seguridad.

El macizo rocoso se encuentra conformado, principalmente por roca tipo andesita, por lo que la galería no requiere sostenimiento, lo que provoca que se utilicen barrenos con barras de 1,80 de largo con una perforadora roto percutiva, adicionalmente se tomó en cuenta las medidas del túnel que fueron de 2,10 m de luz por 2.20 m de alto. Actualmente se utilizan entre 38 a 40 perforaciones para el avance de las perforaciones conllevando problemas en el volumen de arranque y sobre voladuras pasando los límites de un consumo específico óptimo.



Figura 0.29 Actual malla de perforación y voladura de la mina.

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 0.7 Parámetros y especificaciones de la actual malla de voladura

Tipo de Roca	Andesita
Densidad de ANFO	0,8 g/cm ³
Densidad de Emulnor 3000	1,14 g/cm ³
Diámetro de Perforación	1"
Área del túnel (A)	4,67 m ²
Avance Real	1,55 m
Volumen de arranque	6,5 m ³
Número de Barrenos	39

Fuente: Elaboración propia

El análisis presente en la mina es el mostrado en la tabla 3.4 se compara con la figura 3,6, en la cual se aprecia la distribución de los taladros, así como la desviación de los mismos y además presenta un barreno de alivio al centro; sin embargó, aun se debe examinar el consumo específico como la disposición del túnel, los cuales serán explicados en los siguientes puntos.

3.6 Procesamiento de datos de la nueva malla

El cálculo de los datos de la nueva malla de perforación y voladura óptima se observará en los siguientes apartados, se utilizó el método propuesto por Langefors y Kihlstrom, este método permitió conocer resultados precisos, apegados a la realidad, además es uno de los más utilizados en la industria, el cual nos ayudó que el nuevo diseño se correlacione con los datos que vamos sacando como el consumo específico y otros parámetros importantes de la voladura, dentro de la mina también se detalló el consumo de explosivos, el avance real, diámetro de barrenos a utilizar, la desviación de estos, el número de barrenos durante la explotación con respecto a las partes de la malla de la perforación y voladura la cual enfocó los siguientes puntos (cuele, ayudantes, zapatera y corona).

Tabla 0.8 Dimensiones de la galería

Dimensiones del túnel	
Alto	2,2m
Luz	2,1m

Fuente: Elaboración propia

3.6.1 Área del frente de explotación

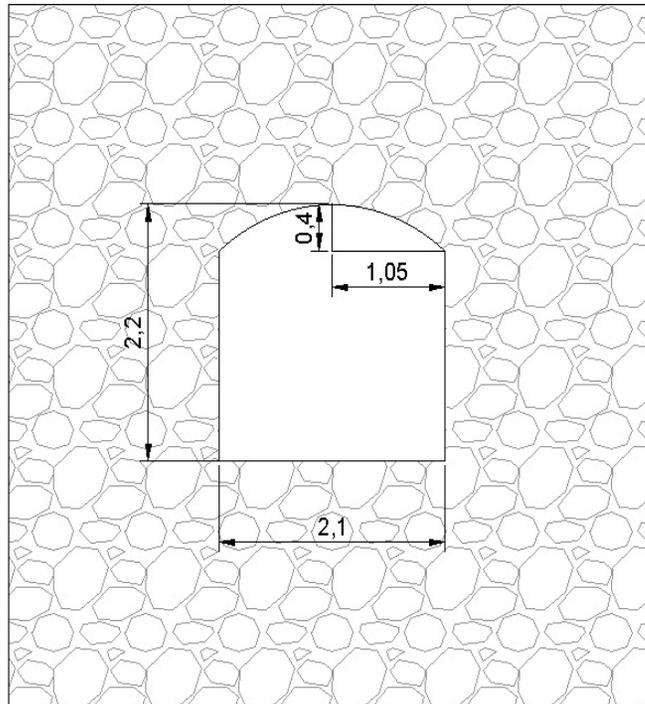


Figura 0.30 Dimensiones del túnel de explotación.

Fuente: Elaboración propia.

$$A_1 = l \times l \quad (10)$$

$$A_1 = 1,8 \times 2,1 = 3,88m^2$$

$$A_2 = \frac{\pi \times a \times b}{2} \quad (11)$$

$$A_2 = \frac{\pi \times 1,5m \times 0,4}{2} = 0.942m^2$$

$$A_T = A_1 + A_2 = 4,82m^2 \quad (12)$$

3.6.2 Potencia relativa

Los cálculos de la potencia se obtienen a través del peso del explosivo a utilizar sobre el peso del ANFO como se muestra en la tabla 3.6, para este caso de la mina se optó por utilizar el ANFO como carga de fondo y de columna lo cual va a estar representado por la siguiente fórmula como lo veremos a continuación:

Tabla 0.9 Datos de Explosivos Famesa

Densidad del explosivo ANFO	ρ ANFO = 0.8 g/cm ³
Velocidad de detonación ANFO	V= 2250 m/s

Fuente: Ficha técnica FAMESA, 2018

$$S = \frac{\rho_{\text{ANFO}} \times \text{Velocidad Detonación ANFO}}{\rho_{\text{ANFO}} \times \text{Detonación ANFO}} \quad (13)$$

$$S = \frac{0.8 \frac{g}{cm^3} \times 2250 \frac{m}{s}}{0.8 \frac{g}{cm^3} \times 2250 \frac{m}{s}}$$

$$S = 1 \frac{g}{cm^3}$$

3.6.3 Avance de perforación

Las operaciones de perforación para avances en la mina PROMINE ocupan un barreno abridor al centro como se muestra en la tabla 3.7, para la nueva malla se recomienda el uso de dos barrenos vacíos al centro, también depende del diámetro de barreno perforador con los valores de desviación, en este apartado se toma en cuenta barrenos diferentes a los

utilizados en la galería obteniendo mejores resultados con barrenos de dos pulgadas, en comparación a los utilizados de una pulgada. Este cambio mejoró los resultados en los avances de perforación, se aumentó la cantidad de volumen de extracción, se dio una menor utilización de explosivos y menos perforaciones en la malla de voladura. Esto se explica a continuación.

$$2 \text{ barrenos en el centro} \quad \phi = \phi_0 \times \sqrt{2}$$

Donde: $\phi_0 = \text{Diámetro del barreno vacío}(m) = 2 \text{ pulgadas} = 0,0508m$

$$\phi_0 = 0,0508m \times \sqrt{2} \quad (14)$$

$$\phi = 0,072m$$

Tabla 0.10 Datos del túnel y barrenos

Constante de la roca (c)	0,4 kg/m ²
Diámetro del barreno (d)	0,072m
Potencia relativa (s)	1 g/cm ³
Desviación de perforación (Δ)	0,01 m/m
Diámetro de perforación (ϕ)	0,072 m

Fuente: Elaboración propia

$$H = 0,15 + 34,1 \times \phi - 39,4 \times \phi^2 \quad (15)$$

$$H = 0,15 + 34,1 \times \phi - 39,4 \times \phi^2$$

$$H = 0,15 + 0,34 \times 0,072m - 39,4 \times (0,051m)^2 = 2,40m$$

Para calcular el avance real se calcula multiplicando el avance de perforación por la profundidad.

$$H_{real} = H \max(0,85) \quad (16)$$

$$H = 2,4 \times 0,85$$

$$H = 2,04m$$

Calculamos de densidad máxima del explosivo, en este caso la del ANFO:

$$l_{\max} = \frac{\pi \phi_0^2 \rho}{4} \quad (17)$$

$$l_{\max} = \frac{\pi \times (0,0508m)^2 \times 800 \frac{kg}{m}}{4}$$

$$l_{\max} = 1.62 \frac{kg}{m}$$

Para la desviación máxima se utiliza la fórmula de Langefors y Kihlstrom:

$$\Delta_{\max} = \Delta \times H_{real} \quad (18)$$

$$\Delta_{\max} = 0.01 \times 2,04m = 0,02m$$

3.6.4 Zona A: Cuele

En la zona del cuele se realizaron tres cuadros los cuales incrementaron la primera fase de la cara libre, ayudando al correcto desprendimiento de la roca, en cada cuadro se utilizó la cantidad de cuatro barrenos, uno en cada punta, los detalles más importantes se mostrarán a continuación.

3.6.4.1 Barrenos del primer cuadro

Para el primer cuadro se analizó el cálculo de la piedra óptima como se muestra en la tabla 3.8, el método sueco nos permitió tener un rango de valores para poder ajustar al sistema de perforación siempre y cuando no sobrepasemos la tolerancia.

La tolerancia viene dada por la siguiente formula:

$$V_1 \leq 2(\emptyset) \quad (19)$$

Donde:

V_1 =Piedra teórica de la primera sección (m)

\emptyset =Diámetro de perforación (m)

$$V_1 = 2(0,072) = 0,14m$$

Tabla 0.11 Datos de la zona A: primer cuadro

Piedra óptima (V_1'')	0,08m
Espaciado (B_1)	0,11m
Desviación Max (Δ)	0,04m
Carga de barreno(Q_1)	0,72kg

Fuente: Elaboración propia

3.6.4.2 Barrenos del segundo cuadro

En los barrenos del segundo cuadro varió con la sección anterior ya que los valores obtenidos tienen el rango de tolerancia con respecto al espaciamiento (B_1) del primer cuadro, el cual no puede ser mayor a 0,5 veces el espaciamiento (B_1) y no menor a 2 veces el espaciamiento (B_1) teniendo un control de la piedra teórica obteniendo los siguientes datos como se muestra en la tabla 3.9.

Tolerancia dado por formula:

$$0,5B_1 \leq V_2 \leq 2B_1 \quad (20)$$

Donde:

B_1 =Espaciado de la sección uno (m)

V_2 =Piedra teórica segundo cuadro (m)

$$0,5(0,11) \geq V_2 \leq 2(0,11)$$

$$0,06 \geq V_2 \leq 0,22$$

Tabla 0.12 Datos de la zona A: segundo cuadro

Piedra óptima (V₂'')	0,16m
Espaciado (B₂)	0,3m
Desviación Max (Δ)	0,04m
Carga de barreno(Q₂)	1,91kg

Fuente: Elaboración propia

3.6.4.3 Barrenos del tercer cuadro

En la sección tres se considera igual que el apartado anterior con los valores de B₂ para los cálculos de tolerancia, ver tabla 3.10, y los respectivos datos para la disposición final.

Tolerancia dado por formula:

$$0,5B_2 \leq V_3 \leq 2B_2 \quad (21)$$

Donde:

B₁=Espaciado de la sección uno (m)

V₃=Piedra teórica tercer cuadro (m)

$$0,5(0,3) \geq V_2 \leq 2(0,3)$$

$$0,15 \geq V_2 \leq 0,61$$

Tabla 0.13 Datos de la zona A: tercer cuadro

Piedra óptima (V₃'')	0,5m
Espaciado (B₃)	0,92m
Desviación Max (Δ)	0,04m
Carga de barreno(Q₃)	5,11kg

Fuente: Elaboración propia

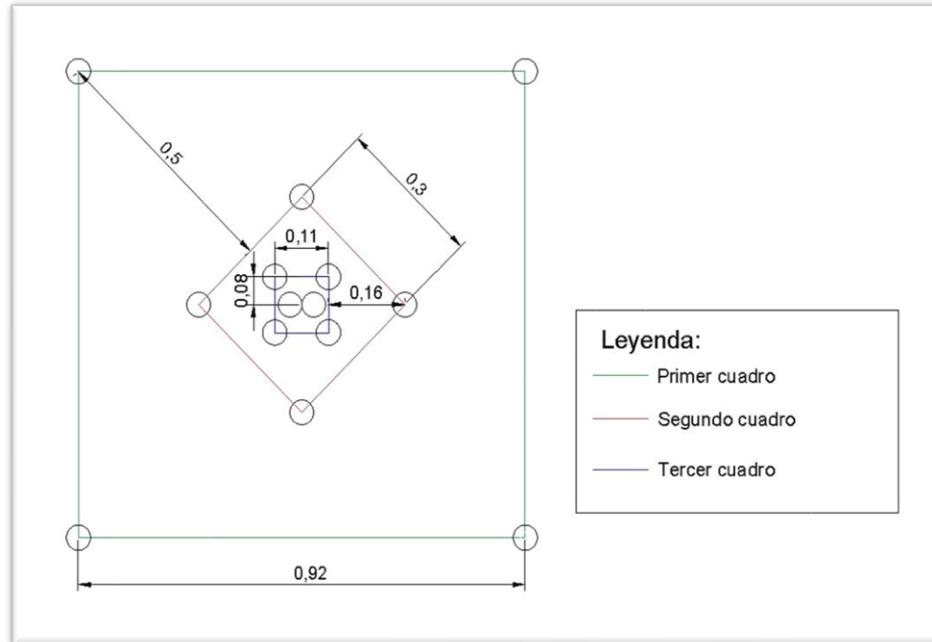


Figura 0.31 Zona A: cuele.

Fuente: Elaboración propia.

3.6.5 Zona B: Barrenos de ayudas

Esta siguiente fase de la perforación y voladura es la encargada de ampliar la cara libre. Se inicia después de los tres primeros cuadros con la finalidad de incrementar la ruptura del material rocoso, en los cálculos como primera etapa se considera el factor de seguridad (f) de 1,45, con el espaciamiento (E) entre barrenos, el cual se consideró por medio de tres barrenos en cada lado con un valor de distancia entre estos de 0,46 metros.

Tenemos la primera constante de la roca (c') que se delimita por el valor de la piedra (V) mostrado a continuación:

$$0,15 \geq V_2 \leq 0,61 \quad (22)$$

$$c' = c + 0,05 \quad si \quad V \geq 1,4 \quad (23)$$

$$c' = c + \frac{0,07}{V} \quad si \quad V \leq 1,4 \quad (24)$$

Con la piedra (V) de valor 0,59 escogemos la segunda fórmula:

$$c' = 0,4 + \frac{0,07}{0,59}$$

$$c' = 0,4 + \frac{0,07}{0,59}$$

$$c' = 0,52 \frac{kg}{m}$$

La concentración de línea de fondo se utiliza la siguiente formula:

$$l_f = \frac{f \times c' \times \frac{E}{V} \times V^2}{0,81 \times S} \quad (25)$$

Con la siguiente nomenclatura:

l_f =Concentración lineal de fondo

c' =Constante de la roca

V =Piedra

S =Potencia relativa en peso de explosivo

f =Factor de seguridad

$$l_f = \frac{1,45 \times 0,52 \times 0,46 \times 0,59^2}{0,81 \times 1}$$

$$l_f = 0,15 \frac{kg}{m}$$

Para la concentración de línea de columna (l_c) se utiliza la siguiente formula:

$$l_c = 0,5 \times l_f \quad (26)$$

$$l_c = 0,5 \times 0,15 \frac{kg}{m}$$

$$l_c = 0.07 \frac{kg}{m}$$

En los cálculos de la altura de fondo (h_f) y columna (h_c) utilizamos las siguientes formulas y cálculos.

Altura de fondo:

$$h_f(m) = 1,3V \quad (27)$$

$$h_f = 1,3(0,59m)$$

$$h_f = 0,77m$$

Altura de columna:

$$h_c = Hreal - 1,3V - 10\emptyset_0 \quad (28)$$

$$h_c = 2,04 - 1,3(0,59m) - 10(0,0508m)$$

$$h_c = 0,76m$$

En la carga total (Q_t) se utiliza la siguiente formula:

$$Q_t(kg) = (l_f \times h_f) + (l_c \times h_c) \quad (29)$$

$$Q_t(kg) = (0,15 \frac{kg}{m} \times 0,77m) + (0,07 \frac{kg}{m} \times 0,76m)$$

$$Q_t = 0,17kg$$

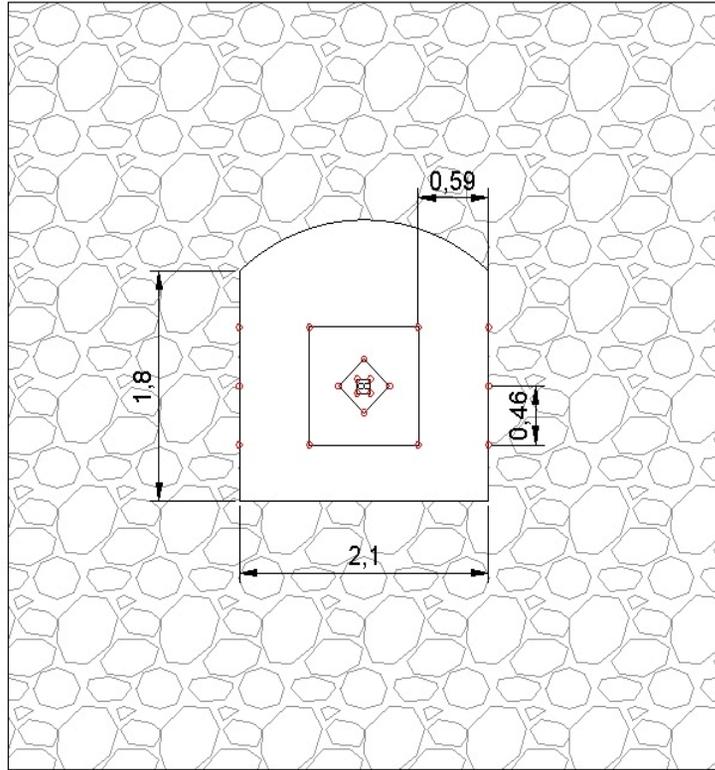


Figura 0.32 Zona B: ayudante.

Fuente: Elaboración propia.

3.6.6 Zona E: Zapateras

En las zapateras los barrenos cumplen la función de formadores de la base del túnel donde son los últimos en explotar para movilizar también el material que se ha depositado en las demás etapas.

Tenemos la primera constante de la roca (c') que se delimita por el valor de la piedra (V) similar que en el punto anterior mostrado a continuación:

$$c' = c + 0,05 \quad \text{si} \quad V \geq 1,4$$

$$c' = c + \frac{0,07}{V} \quad \text{si} \quad V \leq 1,4$$

Con la piedra (V) de valor 0,44 escogemos de igual manera la segunda fórmula:

$$c' = 0,4 + \frac{0,07}{0,44}$$

$$c' = 0,56 \frac{kg}{m}$$

La concentración de línea de fondo se utiliza la misma fórmula que el caso anterior:

$$l_f = \frac{f \times c' \times \frac{E}{V} \times V^2}{0,81 \times S}$$

Con la siguiente nomenclatura:

l_f =Concentración lineal de fondo

c' =Constante de la roca

V =Piedra

S =Potencia relativa en peso de explosivo

f =Factor de seguridad

$$l_f = \frac{1,45 \times 0,56 \frac{kg}{m} \times 0,4 \times 0,44^2}{0,81 \times 1}$$

$$l_f = 0,08 \frac{kg}{m}$$

Para la concentración de línea de columna (l_c) se utiliza la siguiente formula:

$$l_c = 0,7 \times l_f$$

$$l_c = 0,7 \times 0,08 \frac{kg}{m}$$

$$l_c = 0.05 \frac{kg}{m}$$

En los cálculos de la altura de fondo (h_f) y columna (h_c) utilizamos las siguientes formulas y cálculos.

Altura de fondo:

$$h_f(m) = 1,3V$$

$$h_f = 1,3(0,44m)$$

$$h_f = 0.57m$$

Altura de columna:

$$h_c = Hreal - h_f - 10\emptyset_0$$

$$h_c = 2,04 - 0,57 - 10(0,0508m)$$

$$h_c = 0,96m$$

En la carga total (Q_t) se utiliza la siguiente formula:

$$Q_t(kg) = (l_f \times h_f) + (l_c \times h_c)$$

$$Q_t(kg) = (0,08 \frac{kg}{m} \times 0,57m) + (0,05 \frac{kg}{m} \times 0,96m)$$

$$Q_t = 0,095kg$$

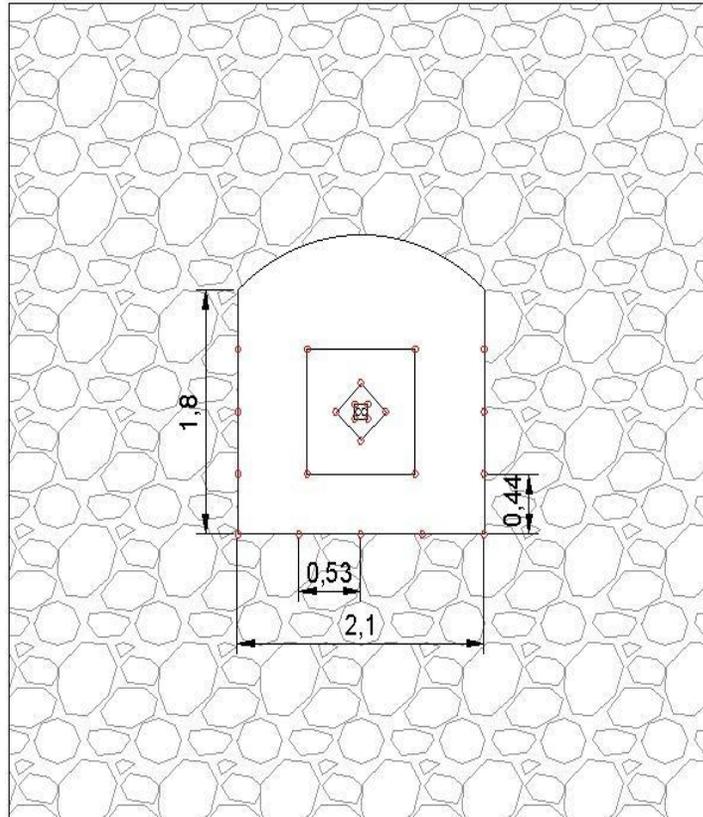


Figura 0.33 Zona E: zapateras.

Fuente: Elaboración propia.

3.6.7 Zona D: Corona

Para los cálculos en parte final de la distribución de los barrenos, la corona marca la forma del túnel, se empleó los cálculos de formas similares de igual forma que en los apartados anteriores; en esta zona un factor importante es la gravedad que nos ayuda con el material fragmentado.

Para la correcta aplicación de los cálculos en esta zona se calculó la longitud de arco para poder ubicar a la distancia adecuada en la corona, la cual fue calculada en el AutoCAD sabiendo que es un semicírculo nos dio como resultado de 2,29 metros. En esta zona también es recomendable utilizar el factor de seguridad (f) de 1,2.

La primera constante de la roca (c') que se delimita por el valor de la piedra (V) mostrado a continuación similar a las otras zonas:

$$c' = c + 0,05 \quad \text{si} \quad V \geq 1,4$$

$$c' = c + \frac{0,07}{V} \quad \text{si} \quad V \leq 1,4$$

Con la piedra (V) de valor 0,4m escogemos de igual manera la segunda fórmula:

$$c' = 0,4 + \frac{0,07}{0,4}$$

$$c' = 0,58 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

La concentración de línea de fondo se utiliza la misma fórmula que el caso de los ayudantes:

$$l_f = \frac{1,2 \times 0,58 \frac{\text{kg}}{\text{m}} \times 0,395 \times 0,4^2}{0,81 \times 1}$$

$$l_f = 0,05 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

Para la concentración de línea de columna (l_c) se utiliza la siguiente formula:

$$l_c = 0,5 \times l_f$$

$$l_c = 0,7 \times 0,08 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

$$l_c = 0,05 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

En los cálculos de la altura de fondo (h_f) y columna (h_c) utilizamos las siguientes formulas y cálculos.

Altura de fondo:

$$h_f(m) = 1,3V$$

$$h_f = 1,3(0,4m)$$

$$h_f = 0,52m$$

Altura de columna:

$$h_c = H_{real} - h_f - 10\phi_0$$

$$h_c = 2,04 - 0,52 - 10(0,0508m)$$

$$h_c = 1,01m$$

En la carga total (Q_t) se utiliza la siguiente formula:

$$Q_t(kg) = (l_f \times h_f) + (l_c \times h_c)$$

$$Q_t(kg) = (0,05 \frac{kg}{m} \times 0,52m) + (0,03 \frac{kg}{m} \times 1,01m)$$

$$Q_t = 0,06kg$$

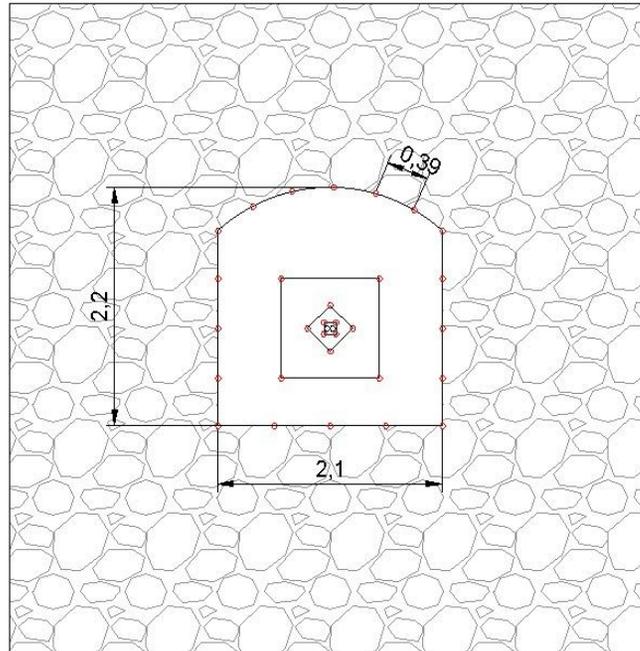


Figura 0.34 Zona D: corona.

Fuente: Elaboración propia.

3.6.8 Consumo y perforación específica

La importancia de este apartado radica en la comprobación del diseño de la malla de perforación y voladura, aplicando las fórmulas se buscó el rango máximo y mínimo del consumo específico que permite nuestro estudio, verificando que los resultados son los esperados, de igual manera con los apartados de la perforación específica y con el volumen de arranque.

La totalidad de la carga de explosivo que fue utilizada se detalla en la siguiente tabla:

Tabla 0.14 Datos para la Verificación del Diseño

Carga total (Q)	38,08kg
Número de barrenos utilizados	32
Número de barrenos de alivio	2
Volumen de Arranque (Vt)	8,87m ³
Perforación Total	76,69m

Fuente: Elaboración propia

El consumo específico es la relación entre carga total de los explosivos utilizados en el volumen de material que es volado, y se delimita en este estudio por los siguientes rangos:

$$Q_{\text{óptimo}} = \left(\frac{10}{A} + 0,6\right) \sim \left(\frac{10}{A} + 0,6\right) \quad (30)$$

$$Q_{\text{óptimo}} = \left(\frac{10}{4,3559} + 0,6\right) \sim \left(\frac{10}{4,3559} + 0,6\right)$$

$$Q_{\text{óptimo}} = \left(2,89 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}\right) \sim \left(4,01 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}\right)$$

El consumo específico de verificación se lo obtiene de la siguiente forma:

$$Q_{\text{específico}} = \frac{Q_{\text{total}}}{V_{\text{arranque}}} \quad (31)$$

$$Q_{\text{específico}} = \frac{34,08\text{kg}}{8,87\text{m}^3}$$

$$Q_{\text{específico}} = 3,84 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

La perforación específica presenta una relación entre toda la longitud de la perforación con el volumen de material volado obteniendo:

$$P_{\text{esp}} = \frac{\text{Perforación total}}{\text{Volumen total}} \quad (32)$$

$$P_{\text{esp}} = \frac{76,69\text{m}}{8,87\text{m}^3}$$

$$P_{\text{esp}} = 8,64 \frac{\text{m}}{\text{m}^3}$$

3.6.9 Nuevo diseño de la malla de perforación

Para el nuevo diseño de perforación y voladura partimos desde los dos barrenos al centro, después ubicamos de manera precisa los barrenos de cada una de las zonas respetando las medidas ya propuestas y considerando la forma del túnel y el área del mismo. Para la conexión del cordón detonante se utiliza numeraciones que permiten identificar el retardo de explosión del barreno siendo este un sistema de disparo rotativo como se observa en las siguientes ilustraciones.

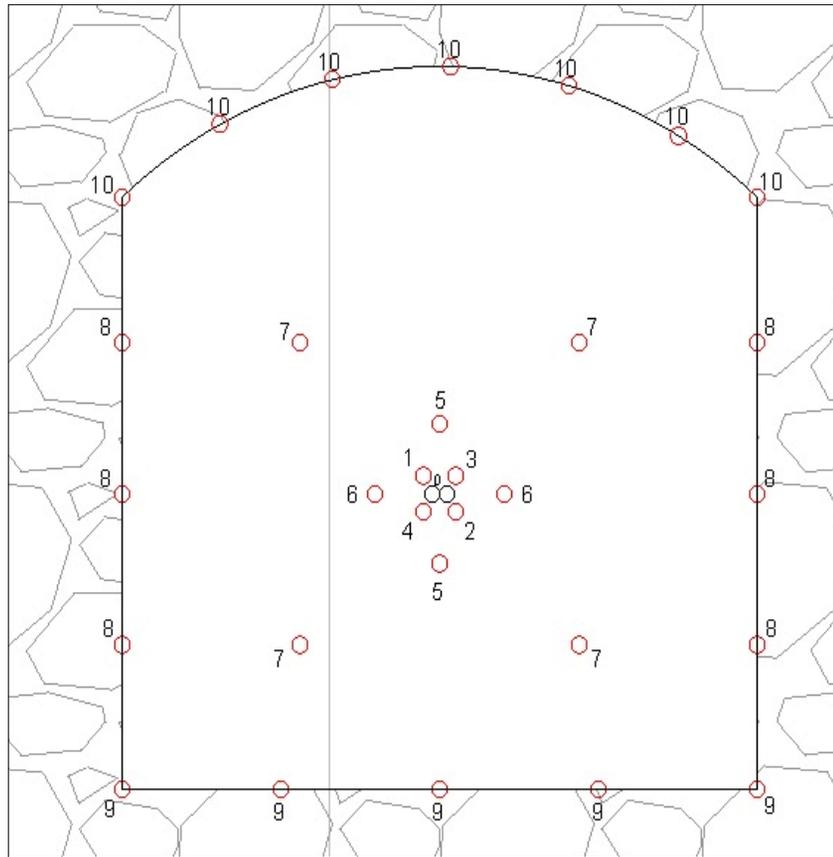


Figura 0.35 Distribución de los barrenos en la nueva malla de perforación.

Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO 4

APLICACIÓN DE LA NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EL FRENTE DE AVANCE 70 PARA LA MINA PROMINE

En el presente capítulo se muestra los beneficios de la aplicación de la nueva malla de perforación y voladura, esta malla implicó cambios en los procesos dentro la mina obteniendo principalmente mejoras en la seguridad, una mayor eficiencia y un menor impacto con el consumo de los explosivos, se mostró también como incorporar la construcción de distancias entre taladros sobre la superficie del macizo rocoso con marcas de pintura en aerosol y cinta métrica, de esta forma, el perforador evitó confusiones.

4.1 Avance de explotación

Para la demostración de la certeza del avance de explotación por voladura de la nueva malla, se detalló la dimensión óptima de los barremos, con su respectiva distancia entre ellos, permitiendo, posteriormente se determinó la fuerza propulsora generada por el estudio implementado como se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 0.15 Datos para la verificación del diseño.

Número de voladuras	Avance (m)
Voladura 1	1,98
Voladura 2	1,81
Voladura 3	1,95
Promedio de avance	1,91
Eficiencia de avance	94%

Fuente: Elaboración propia

El volumen de la roca obtenido es de:

$$Volumen = Avance_{Disparo} \times Area_{Tunel} \quad (33)$$

$$V = 2,04m \times 4,35m^2$$

$$V = 8,87m^3 / \text{disparo}$$

En la ecuación se muestra las toneladas obtenidas en un disparo.

$$Toneladas_{Metricas} = Volumen_{Fragmentado} \times Densidad_{Roca} \quad (34)$$

$$T = 8,87m^3 \times 2,6 \frac{T}{m^3}$$

$$T = 23,06 T$$

4.2 Comparación de mallas de perforación en la propuesta de optimización

4.2.1 Esquema

La disposición de los taladros en la nueva malla permite identificar al personal técnico el tipo de orificio de manera más fácil, y así mismo logra determinar de manera adecuada la ubicación de manera precisa por las mediciones realizadas, también se observa que en la nueva malla de perforación la mejor ubicación de los barrenos en la corona, provoca una mejor estabilidad, así como el espaciamiento y la utilización de barrenos de 2 pulgadas.

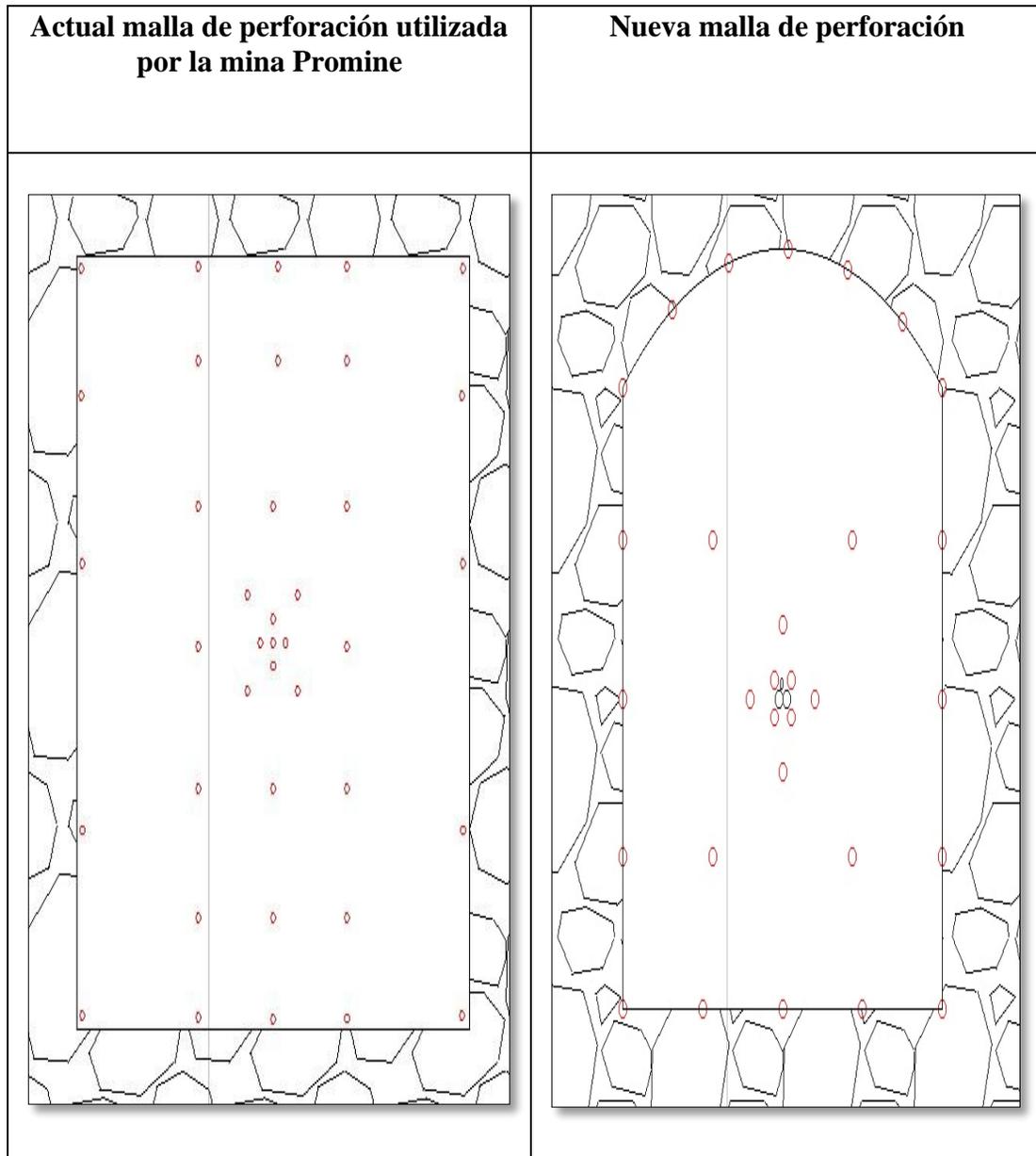


Figura 0.37 Comparación del diseño de la malla utilizada en el túnel y la nueva malla de perforación.

Fuente: Elaboración propia.

4.2.2 Comparación de parámetros de perforación y voladura

En la tabla 4.2 se muestra la comparación entre la malla de perforación utilizada en el frente de avance, con la malla perforación optimizada y las características de diseño.

Tabla 0.16 Comparación entre la malla de perforación actual con la nueva malla de perforación.

	Malla Actual	Malla Optimizada
Número de Taladros de alivio	1	2
Número de Taladros zona A	33	12
Número de Taladros zona B		6
Número de Taladros zona E		5
Número de Taladros zona D	5	7
Número de Taladros totales	39	32
Avance por disparo	1,28 m	1,91 m
% de Eficiencia de voladura	80%	94%
Volumen de roca por disparo	4,95, m ³	8,87 m ³
Toneladas por disparo	9,10 T	12,39 T

Fuente: Elaboración propia

4.3 Análisis de resultados con la nueva malla de perforación y voladura

Las nuevas mallas de perforación y voladura han tenido buenos resultados, ver tabla 4.3 y 4.4, demostrando que existe una mayor eficiencia con respecto al avance de explotación

en el frente de trabajo, con un ahorro significativo al usar una menor cantidad de explosivos y generando menor tamaño de escombros, dando como resultados favorables con respecto a la técnica utilizada, factores ambientales y económicos.

Tabla 0.17 Comparación entre la perforación específica utilizada por la mina y la malla optimizada.

Perforación Específica		
	Malla actual	Malla Optimizada
Área	4.35m ²	4.35m ²
Avance	1,28m	1,91m
Volumen	4,95m ³	8,87m ³
Número de taladros	39	32
Longitud total perforada	42,89	76,69
Perforación específica	10,81 m/m ³	8,64 m/m ³

Fuente: Elaboración propia

Tabla 0.18 Comparación entre el consumo específico utilizado por la mina y la malla optimizada

Consumo específico de explosivo (consumo explosivo/volumen)		
	Malla Actual	Malla Optimizada
Área	4.35m ²	4.35m ²
Avance	1,28m	1,91m
Volumen	4,95m ³	8,87m ³
Número de taladros	39	32
Consumo de sust. Explosiva	20,08kg	34,08kg
Consumo específico	4.05kg/m ³	3,84kg/m ³

Fuente: Elaboración propia

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

- Con las muestras de roca de caja obtenidas en la mina, se obtuvo los primeros resultados como la resistencia a la compresión uniaxial de la roca con un promedio de 47,88 MPa, junto con las demás variables como la clasificación geomecánica, la condición de las fracturas, presencia de agua y RMR, dando como resultado una roca catalogada como buena, de clase número II.
- La ejecución del modelo propuesto por Langefors y Kihlstrom, permitió el evitar llevar a cabo las perforaciones de manera empírica como se lo venía haciendo ya que de esta manera se utilizan 39 barrenos de una pulgada, lo que provoca una sobre voladura, además de que se obtienen avances de perforación de 1,28 m, lo que representa una eficiencia del 80% siendo factores y valores medios.
- Con el diseño de los patrones de perforación y voladura adecuados la nueva malla para la mina PROMINE, se determinó que un diámetro de 2 pulgadas, genera una cantidad de 32 barrenos, consumiendo un total de 34,08 kg de sustancia explosiva, manejando en la carga de columna y de fondo únicamente ANFO, lo cual provoca un desprendimiento de volumen de arranque de 8,87 m³, con un avance de 1,91 m, llegando a una eficiencia del 94%.
- La determinación de los parámetros del consumo específico se basa en asegurar que la perforación y voladura se realicen de forma adecuada, adquiriendo un consumo específico del 3,84 kg/m³ que está dentro del rango calculado por el modelo matemático que es del 2,89 a 4,01 kg/m³ a diferencia del utilizado por la mina que sobrepasa el rango máximo.
- La actividad de perforación y voladura dentro de la mina debe ser constantemente analizado para asegurar el mejor avance con la variación de las condiciones de la roca, evitando problemas con el rendimiento y con el consumo de explosivos.

Recomendaciones

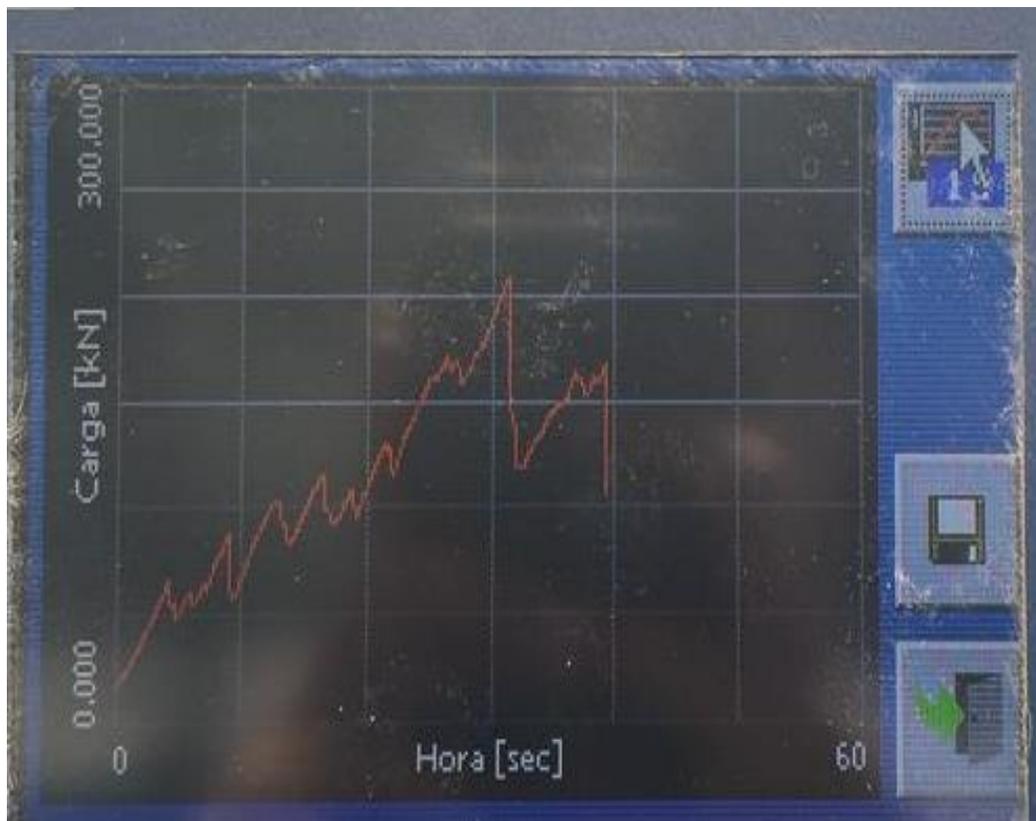
- Mediante el uso de nuevas mallas de perforación y voladura se logró mejorar el rendimiento y reducir el consumo específico durante la excavación del túnel, por este motivo, este modelo matemático es el principio para mejorar los procesos de la perforación subterránea en el frente de avance 70 de la mina PROMINE.
- Al perforar, siempre se recomienda utilizar una guía para determinar el paralelismo de perforación, debido a que incluso una ligera desviación reducirá significativamente el rendimiento de la voladura.
- El avance de la explotación subterránea es continuo, por lo que el análisis geológico debe también ser constante, este necesita avanzar en conjunto con la explotación como se lo realizó en este estudio, porque los cambios serán significativos por su constante variación y podría afectar en mayor o menor grado a la eficiencia de la malla de perforación.
- Se recomiendan sesiones periódicas de capacitación y seguridad antes de cada operación para mantener informado al personal.
- Para mejorar aún más el diseño de mallas de perforación y voladura se debe establecer los objetivos de la empresa a largo plazo, para garantizar que las tareas de preparación y desarrollo estén completamente estandarizadas con la finalidad de que a medida que vayan profundizando las excavaciones los estudios geológicos avancen para seguir optimizando la malla.

BIBLIOGRAFÍA

- Agcasco, R. (2007). Propiedades de las Rocas de Construcción y Ornamentación.
- Ames Lara, V. A. (2008). Diseño de las mallas de perforación y voladura utilizando la energía producida por las mezclas explosivas.
- ARCOM. (23 de 08 de 2016). Catastro Minero de ARCOM Ecuador. Recuperado el 23 de 08 de 2016, de <http://geo.controlminero.gob.ec:1026/geovisor/>
- Banco Central del Ecuador. (2015). La minería ecuatoriana.
- Cooperativa Minera Bella Rica. (2022). Síntesis Histórica de la Cooperativa Minera Bella Rica. <https://bellarica.org/index.php/quienes-somos/historia>
- Exsa (2013) Manal Pactico de Voladura,358.
- Gad Cantonal Camilo Ponce Enríquez. (2019). PLAN DE DESARROLLO Y ORDENAMIENTO TERRITORIAL DEL CANTÓN CAMILO PONCE ENRÍQUEZ. 2019.
- Gobierno Autónomo Descentralizado del Cantón Gualaceo. (2022). Plan De Desarrollo Y Ordenamiento Territorial Del Azuay Actualizado. <https://odsterritorioecuador.ec/wp-content/uploads/2019/04/PDOT-PROVINCIA-AZUAY-2015-2030.pdf>
- Gonzales de Vallejo. L. (2003). Ingeniería Geológica. Universidad Complutense de Madrid. España.
- Ingeoexpert. (2019, January 18). La minería subterránea: ¿En qué consiste? -
- Ise-academy. (2021, October 12). Métodos de Perforación en Minería Subterránea - iSE Academy. <https://ise-academy.net/metodos-de-perforacion-en-mineria-subterranea/>
- Jennings, N. S. (2018). • VISION GENERAL DE LA MINERIA VISION GENERAL DE LA MINERIA.
- Jimeno, L. (2003). Manual de Perfoación y Voladura de Rocas (Primera ed.). España: Agapea.
- Langefors, U. y Kihlström, B. (1976). Técnica moderna de voladura de rocas. Bilbao: Urmo.
- Lara Baltazar, O. R. (2013). Diseño de malla de perforación para optimizar la voladura en la unidad Carahuacra de la Compañía Minera Volcan SAA.

- López, C. J. (2003). Manual de Perforación y Voladura de Rocas, 464 Madrid, España: I.S.B.N.
- López, F. (2009). Diseño de excavación de una galería de exploración para la construcción de la caverna de casa de máquinas del Proyecto hidroeléctrico Coca Codo Sinclair. Tesis de grado no publicada. Universidad Central del Ecuador, Quito.
- López, V. M. (1994). Manual Para la Selección de Métodos de Explotación en Minas Mexico.
- Mestas, R. W. O. (2007). Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia. *Estudio realizado utilizando el software y expuesto en la mina de Ananea, Mina Bateas. -Perú.*
- Minero, T. (18 de diciembre de 2019). Camiper. Obtenido de <https://camiper.com/tiempominero/estos-4-proyectos-perfilan-el-boom-del-oro-en-ecuador/>
- Ojeda, R. W. (2008). Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia. Lima, Perú.
- Pervol, J. (02 de noviembre de 2017). Interempresas. Obtenido de <https://www.interempresas.net/Mineria/Articulos/203363-Avances-tecnologicos-en-la-perforacion-y-voladura-de-rocas.html>
- Quinto Murillo, L. A. (2022). Diseño de malla de perforación y voladura en SLS— Taladros largos para mejorar la estabilidad de las excavaciones subterráneas en mina Animón de Volcan Compañía Minera SAA.
- Rivera Limaco, J. H. (2021). Diseño de malla de perforación y voladura para mejorar fragmentación de mineral en Sociedad Minera el Brocal—2021.
- Rojas Aparco, K., & Flores Solano, Y. P. (2017). Diseño de malla de perforación y voladura para la reducción de costos en el nivel 1590 crucero 520 de la UEA capitana-Corporación Laces SAC Minería y Construcción-Caraveli-Arequipa.
- Servicio Geológico Mexicano. (2021, May 21). Yacimientos minerales. https://www.sgm.gob.mx/Web/MuseoVirtual/Aplicaciones_geologicas/Yacimientos-minerales.html

ANEXOS



Anexo 1. Gráfica de la máxima resistencia a la compresión de la muestra.



Anexo 2. Medición de la distancia entre fracturas.



Anexo 3. Correcta e incorrecta forma de preparación del taco de nitrato.



Anexo 4. Preparación del Emulnor 3000 previo a la colocación.



Anexo 5. Perforadora.



Anexo 6. Frente de explotación luego de la voladura.