

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

“Optimización del sistema de explotación de la mina metálica
subterránea Tiwintza, Camilo Ponce Enríquez - Ecuador”

PROYECTO INTEGRADOR

Previo la obtención del Título de:

Ingeniero en Minas

Presentado por:

Allison Estefanía Muñoz Zambrano

Leidy Yuliana Ocampo Suárez

GUAYAQUIL - ECUADOR

Año: 2019

DEDICATORIA

A mi mamá Lorena Muñoz Zambrano quien ha sido mi pilar fundamental para seguir adelante, con buenos consejos y paciencia me apoyo siempre incondicionalmente para poder llegar a ser una profesional.

A mi papá que ha estado siempre cuidándome y guiándome desde el cielo.

A toda mi familia que es lo mejor y más valioso que Dios me ha dado.

Allison Estefanía Muñoz Zambrano

DEDICATORIA

A mi madre Patricia Suárez y mi abuela Anicia Jaén que han sido mi guía durante la vida, nada hubiera sido posible sin sus enseñanzas y amor.

A MJ Cobos por su apoyo incondicional.

Al ángel más hermoso en el cielo, mi abuelo Felix Suárez.

Leidy Yuliana Ocampo Suárez.

AGRADECIMIENTOS

Agradecemos mucho a la incondicional ayuda brindada por el Ing. Richard Reza durante la realización de este trabajo; de igual manera al profesor y tutora de tesis.

También un sincero agradecimiento a la empresa minera “Tiwintza” por la oportunidad de poder realizar la investigación de campo del presente proyecto.

Las autoras.

DECLARACIÓN EXPRESA

“Los derechos de titularidad y explotación, nos corresponde conforme al reglamento de propiedad intelectual de la institución; *Allison Estefanía Muñoz Zambrano* y *Leidy Yuliana Ocampo Suárez* y damos nuestro consentimiento para que la ESPOL realice la comunicación pública de la obra por cualquier medio con el fin de promover la consulta, difusión y uso público de la producción intelectual”

Allison Estefanía
Muñoz Zambrano

Leidy Yuliana
Ocampo Suárez

EVALUADORES

MSc. José Moreno

PROFESOR DE LA MATERIA

Ph. D. Silvia Loaiza

PROFESOR TUTOR

RESUMEN

La tesis se resume en la optimización del sistema de explotación para la concesión minera TIWINTZA con 1 hectárea de extensión, que se encuentra ubicada en el cantón Camilo Ponce Enríquez, provincia del Azuay. Su desarrollo de extracción mineral está ligado al régimen de pequeña minería. En la actualidad el método de explotación de la mina es corte y relleno ascendente.

Para el desarrollo del proyecto de tesis se llevó a cabo 3 fases, la recolección de información, desarrollo de propuestas y el tercero es resultados y conclusiones.

El área de estudio se encuentra en el subnivel 1 de la mina a 800 metros en horizontal desde bocamina y luego unos 80 metros hacia arriba. Realizando un levantamiento topográfico se pudo apreciar las labores existentes, a su vez se analizaron los factores que afectan positiva y negativamente a las operaciones de perforación y voladura; ventilación y acarreo y transporte.

El desarrollo de las propuestas para el sistema de explotación se lo hizo tomando en cuenta los problemas que abarcan las operaciones mineras antes mencionadas.

Para la parte de perforación y voladura se optimo las mallas de perforación en chimeneas y sobrelíneas o tajos que son las labores utilizadas en el área de estudio, así como también se mejoró mediante cálculos la carga óptima de explosivos por voladura. Para la operación de ventilación se implementó un sistema mecanizado aspirante desde el área de estudio hacia la superficie.

Con respecto a las operaciones de carga y transporte se optimizaron con la implementación de una chimenea de 75 metros desde el área de estudio hasta la línea principal y con 55° de inclinación aprovechando la gravedad para el transporte de material.

Palabras Clave: sistema de explotación, chimenea, carga optima, sobrelíneas.

ABSTRACT

The thesis is summarized in the optimization of the exploitation system for the TIWINTZA mining concession with 1 hectare of extension, which is located in the Camilo Ponce Enríquez canton, province of Azuay. Its development of mineral extraction is linked to the small mining regime. At present the method of exploitation of the mine is cut and fill up.

For the development of the thesis project 3 phases were carried out, the collection of information, development of proposals and the third is results and conclusions. The study area is located in sub-level 1 of the mine 800 meters horizontally from Bocamina and then about 80 meters up. Performing a topographic survey, the existing work was appreciated, in turn the factors that positively and negatively affect drilling and blasting operations were analyzed; ventilation and hauling and transport.

The development of the proposals for the exploitation system was done taking into account the problems covered by the mining operations mentioned above. For the drilling and blasting part, the drilling meshes in chimneys and overlines or cutts that are the works used in the study area were optimized, as well as the optimal blasting explosive load was calculated. For the ventilation operation, a mechanized aspirant system was implemented from the study area to the surface.

With respect to loading and transport operations, they were optimized with the implementation of a 75-meter chimney from the study area to the main line and with a 55° inclination, taking advantage of gravity for the transport of material.

Keywords: operating system, chimney, optimal load, overlines or cuts.

ÍNDICE GENERAL

RESUMEN.....	I
ABSTRACT	II
ÍNDICE GENERAL	III
ABREVIATURAS.....	VI
SIMBOLOGÍA.....	VII
ÍNDICE DE FIGURAS	VIII
ÍNDICE DE TABLA.....	IX
CAPÍTULO 1.....	1
1. INTRODUCCIÓN	1
1.1 Descripción del problema	2
1.2 Justificación del problema	2
1.3 Objetivos	3
1.3.1 Objetivo General.....	3
1.3.2 Objetivos Específicos.....	3
1.4 Situación actual de la mina.....	3
1.5 Marco teórico.....	7
1.5.1 Ubicación Geográfica.....	7
1.5.2 Accesos	9
1.5.3 Geología	9
1.5.4 Clima.....	11
1.5.5 Vegetación.....	11
1.5.6 Selección del método de explotación.....	12
1.5.7 Caracterización del macizo rocoso	15

1.5.8	Perforación y Voladura	25
1.5.9	Ventilación	33
1.5.10	Carguío y Transporte	35
CAPÍTULO 2.....		36
2. METODOLOGÍA.....		36
2.1	Recolección de Información	37
2.1.1	Revisión Bibliográfica.....	37
2.1.2	Situación actual de la mina	37
2.1.3	Desarrollo de propuestas	37
CAPÍTULO 3.....		45
3. RESULTADOS Y ANÁLISIS.....		45
3.1	Topografía	45
3.2	Resistencia a la compresión simple	46
3.3	Geomecánica	48
3.4	Sistema de explotación	53
3.5	Perforación y Voladura.....	54
3.5.1	Perforación.....	54
3.5.2	Voladura	59
3.6	Ventilación.....	60
3.6.1	Diámetro de tubería de ventilación	60
3.6.2	Requerimiento por el personal.....	60
3.6.3	Requerimiento por la cantidad de sustancia explosiva	60
3.6.4	Requerimiento por la maquinaria utilizada	61
3.6.5	Velocidad del aire	61
3.7	Carga y transporte.....	61
3.8	Costos	63

3.8.1	Costos para perforación.....	63
3.8.2	Costos para voladura.....	64
3.8.3	Costos para ventilación.....	65
3.8.4	Costos actuales de transporte de material.....	66
3.8.5	Costos para propuesta de chimenea	66
CAPÍTULO 4.....		68
4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		68
4.1	Conclusiones.....	68
4.2	Recomendaciones.....	69
Bibliografía.....		70
ANEXOS.....		73

ABREVIATURAS

ESPOL	Escuela Superior Politécnica del Litoral
UBC	University of British Columbia
RCS	Resistencia a la compresión simple
RMR	Rock Mass Rating
RQD	Rock Quality Designation

SIMBOLOGÍA

Ag	Plata
ANFO	Ammonium Nitrate - Fuel Oil
Au	Oro
B	Burden
cm	Centímetros
Cu	Cobre
D	Diámetro
EW	Este – Oeste
g	Gramos
ha	Hectáreas
Ja	Joint Alteration
Jn	Joint Number
Jr	Joint Rugosity
Jw	Joint water status
km	Kilómetro
kPa	KiloPascales
m	Metro
m ²	Metros cuadrados
m ³	Metros cúbicos
MPa	Mega Pascales
m.s.n.m	Metros sobre el nivel del mar
RMR	Rock Mass Rating
RQD	Rock Quality Designation
RSS	Resistance of Simple Stress
t	Tonelada

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Disposición de material de caja y desalojo de escombrera	6
Figura 2. Transporte de material mineralizado.....	6
Figura 3. Mapa de ubicación del área de estudio.	8
Figura 4. Mapa de ubicación de las oficinas de la Sociedad Minera Tiwintza.....	9
Figura 5. Clasificación del macizo según el Índice de Calidad “Q”	17
Figura 6. Posición de la discontinuidad en el espacio.....	21
Figura 7. Cuele de cuatro secciones de corte. Definición del burden y espaciamiento de las cuatro secciones de corte del cuele.	27
Figura 8. Fase 1 de la metodología seguida en proyecto de titulación	36
Figura 9. Fase 2 de la metodología seguida en proyecto de titulación	36
Figura 10. Núcleo de roca de muestra.	39
Figura 11. Muestras de roca encajante.....	42
Figura 12. Topografía del área de estudio.	46
Figura 13. Familias de discontinuidades	48
Figura 14. Densidad de polos de las principales juntas determinadas a lo largo de la labor de estudio.....	49
Figura 15. Malla Propuesta en Chimenea.....	58
Figura 16. Malla Propuesta en Sobrelínea.....	58
Figura 17. Curvas consumo específico por sección.....	59
Figura 18. Propuesta de Transporte del mineral.....	62
Figura 19. Chimenea propuesta.....	62

ÍNDICE DE TABLA

Tabla 1. Consideraciones en metodología.....	13
Tabla 2. Numeración correspondiente para la Metodología.....	14
Tabla 3. Resistencia a la compresión simple in situ.....	19
Tabla 4. Parámetros de Clasificación RMR	23
Tabla 5. Corrección por orientación de la excavación	24
Tabla 6. Clasificación del macizo y tipo de sostenimiento recomendado.....	25
Tabla 7. Fórmulas simplificadas para el cálculo de las secciones de corte del cuele.	26
Tabla 8. Cálculo para secciones de corte	28
Tabla 9. Valores del coeficiente dt y C en función a la dureza de la roca.	29
Tabla 10. Factor en consumo de explosivo según tipo de roca	33
Tabla 11. Formato para la toma de datos de topografía	38
Tabla 12. Formato para registro de datos.	41
Tabla 13 Clasificación de de RCS in situ Fuente: Las autoras, 2019	46
Tabla 14. RCS en las diversas muestras tomadas de la zona de estudio.	47
Tabla 15. Clasificación de las rocas de acuerdo con su resistencia a la compresión.	47
Tabla 16. Valoración RMR Básico familia J1	50
Tabla 17. Valoración RMR Básico familia J2	51
Tabla 18. RMR final de las familias.....	51
Tabla 19. Resultado de clasificación del macizo y tipo de sostenimiento recomendado	52
Tabla 20. Características generales del yacimiento.....	53
Tabla 21. Método de explotación	53
Tabla 22. Burden y espaciamiento entre secciones.....	55
Tabla 23. Características actuales de galería de la mina Tiwintza	55
Tabla 24 Comparativa perforaciones en modelo propuesto vs actual	55
Tabla 25. Consumo específico en función del área del túnel y diámetro de los barrenos. Estándares o resultados típicos de voladuras en túneles.	59
Tabla 26. Costo actual para construcción de chimeneas.....	63

Tabla 27. Costo optimizado para perforación	64
Tabla 28. Costo actual para una voladura en chimenea.....	64
Tabla 29. Costo optimizado para una voladura en chimenea.....	65
Tabla 30. Costos de ventilacion	66
Tabla 31. Costo actual para transportar el material	66
Tabla 32. Costos para el franqueo de la chimenea propuesta.....	67

CAPÍTULO 1

1. INTRODUCCIÓN

Está demostrado que el desarrollo global desde tiempos ancestrales se ha dado indiscutiblemente por la explotación técnica de los recursos minerales del subsuelo, por lo que la ciencia ingenieril debe propiciar una explotación técnica y responsable de los recursos naturales no renovables.

La mina TIWINTZA desarrolla sus actividades en el cantón Camilo Ponce Enríquez y forma parte de la concesión aurífera Bella Rica, inició su fase de exploración y explotación de forma simultánea en el año 2011, empezando con una producción de 100 t/día.

El área de estudio corresponde a la veta Bela, la cual se encuentra ubicada a 800 metros en horizontal desde bocamina y a unos 80 metros hacia arriba de la línea principal, en el subnivel 1, con un rumbo EW, buzamiento de aproximadamente 32° N y que, de acuerdo con los muestreos y resultados del procesamiento mineral es una veta que cuenta con una ley de aproximadamente 15 gramos por tonelada.

En la actualidad, la mina es trabajada por varios grupos de entre 4 a 7 personas particulares que se rigen a su área de trabajo asignada dentro de los límites de la mina y el beneficio de lo que se extrae en oro es 50% para los grupos y 50% para la empresa.

La extracción del material mineralizado y las operaciones correspondientes se realizan sin un diseño ni control técnico. Además, no se cuenta con el levantamiento topográfico y análisis de las condiciones del macizo rocoso ni de las vetas que contienen el mineral de interés.

Debido a lo antes mencionado, este proyecto de titulación tiene como objetivo optimizar el sistema de explotación de la mina TIWINZA para de esta manera lograr la extracción del mineral con un mayor rendimiento, seguridad y rentabilidad económica. Con el propósito de sustentar las fases teóricas y su factibilidad, en este trabajo se han tomado en cuenta

referencias bibliográficas, información proporcionada por la empresa y datos de campo (VALENCIA GARCÍA, 2014).

1.1 Descripción del problema

En la Sociedad Minera Tiwintza no se han realizado estudios para la planificación de la extracción del material mineralizado de una manera correcta y beneficiosa para la empresa, por lo tanto, se propone la posible mejora en el sistema de explotación, tomando en consideración todos los factores correspondientes para que esto sea posible, por ejemplo, perforación y voladura, ventilación, sistema de transporte y drenaje.

Uno de los principales problemas dentro del área de estudio de la veta Bela es que el proceso de acarreo y transporte es sumamente ineficiente, debido a que el mineral volado tiene mucha distancia de recorrido hacia la línea principal y los factores de seguridad como ventilación no son los mejores técnicamente.

Respecto a la perforación de las labores, no se cuenta con una malla calculada técnicamente ni tampoco con un registro de la carga óptima de explosivos utilizados en cada voladura.

1.2 Justificación del problema

El presente proyecto expone a la Sociedad Minera Tiwintza la posibilidad de optimizar el sistema de explotación mediante un diseño que se adapte a las propiedades de la veta Bela, cumpliendo con los parámetros técnicos, económicos, y ambientales, y así garantizando el máximo beneficio (Muñiz Vásquez & Palacios Nájera, 2019).

Por lo tanto, se justifica la realización de la presente investigación para el beneficio de la empresa y minas aledañas, ya que puede ser empleada como metodología local a la zona en estudio.

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo General

Optimizar el sistema de explotación para la veta Bela de la mina Tiwintza, mediante la aplicación de parámetros técnicos, económicos y ambientales, para garantizar una extracción de los recursos minerales de manera responsable y sostenible.

1.3.2 Objetivos Específicos

1. Analizar el actual sistema de explotación de la mina y operaciones mineras de perforación, voladura, ventilación, transporte y drenaje, mediante la elaboración de una línea base del área de estudio.
2. Realizar el levantamiento topográfico del área de estudio para obtener el documento base de planificación.
3. Determinar características geomecánicas in situ y en laboratorio para definir la calidad de la roca encajante.
4. Definir los parámetros de diseño ajustados al método de explotación elegido de acuerdo con la naturaleza geológica del yacimiento.

1.4 Situación actual de la mina

La mina Tiwintza dedicada a la extracción de oro, actualmente se encuentra en etapa de explotación y cuenta con 3 niveles y a su vez varios frentes de producción. Para cumplir con la producción diaria, se efectúan 2 turnos de trabajo; el primer turno es desde las 7 am a 12 pm y el segundo turno desde la 1pm hasta las 5 p.m. La cantidad de personas que ingresa y labora en la mina son 15 personas por turno.

El sistema de explotación de la mina Tiwintza está definida por corte y relleno ascendente que en base a la experiencia ha resultado favorable. La empresa no cuenta con ningún levantamiento topográfico que pueda guiar a la toma de decisiones para el desarrollo de los trabajos.

Ningún sector de la mina cuenta con sostenimiento artificial ya que se considera, sin ningún criterio técnico como roca competente, sin embargo, existen sectores con presencia de fallas geológicas.

El arranque de la roca encajante y del mineral se realiza utilizando perforadoras de aire comprimido.

El diseño de la malla de perforación para la galería consta de 25 a 30 perforaciones, dando una sección de galería de 2,5 x 2,0 metros, utilizando barrenos con longitud de 1,8 metros. La malla de perforación para chimeneas consta de 17 a 20 perforaciones, dando como resultado una sección de 1,5 x 1,5 metros y utilizando barrenos con longitud de 1,6 metros.

Para el arranque en tajos o sobre líneas en roca encajante el diseño cuenta con 25 perforaciones, dando una sección de 2,0 x 1,5 metros y se utiliza barrenos de longitud 1,6 metros, por el contrario, si el franqueo es en veta, el barreno a utilizarse será de 1,2 metros de longitud o mayor, esto dependerá de las condiciones del área con el fin de evitar la dilución.

Para la ejecución de la voladura se utiliza el explosivo con nombre comercial "Dinamita EXSA", como carga de fondo, nitrato de amonio como carga de columna, fulminante común N° 8 y mecha lenta como accesorio de iniciación, y en caso de presencia de agua se utiliza emulsiones.

Cabe destacar que el diseño de mallas de perforación y el cálculo de carga de explosivos para la operación de voladura han sido gestionadas con criterios antitécnicos con base en la experiencia.

La ventilación de la mina Tiwintza consta de dos tipos, la galería principal de la mina se caracteriza por tener un sistema aspirante, sin embargo, en los diversos frentes de explotación se maneja por ventilación natural, el tiempo de este por cada turno de trabajo comprende 1 hora.

El tiempo de ventilación en el frente de explotación no es la adecuada, este no es suficiente para la evacuación total de los gases. En la galería principal se encuentran 2 extractores estratégicamente ubicados para la extracción del aire viciado de las labores aledañas.

Para el transporte del material desde el área de estudio hasta el nivel principal, se traslada el mineral con carretillas por varias labores como sobrelíneas, laterales y chimeneas con poca inclinación (lo que dificulta el sistema de transporte por gravedad), para luego de que se ha acumulado suficiente material, se procede a moverlo con un winche de arrastre que lleva ese material a buzones de trasiego para después ser trasladado nuevamente por carretillas a buzones principales y finalmente ser transportado hacia la superficie. La distancia de recorrido de todo este sistema de transporte desde el subnivel 1 hasta buzones de la línea principal comprende una longitud aproximada de 200 metros.

Otro aspecto en consideración es el uso de chimenea que es empleada tanto para el transporte de material como para el acceso del personal, teniendo graves implicaciones en el ámbito de seguridad y salud.

En el nivel principal o de transporte se emplea una única locomotora que recorre los diferentes sectores de la mina. Esta locomotora transporta la roca de caja y mineral según el material que haya en los buzones. La roca de caja se traslada a la escombrera que se encuentra inmediatamente saliendo de bocamina hacia la derecha y el mineral se lo acopia en una tolva que llena un volquete que se dirige hacia los molinos que se encuentran a unos 700 metros desde el campamento principal.



Figura 1. Disposición de material de caja y desalojo de escombrera

Fuente: Las autoras, 2019



Figura 2. Transporte de material mineralizado

Fuente: Las autoras, 2019

El agua de mina utilizada para las diferentes labores en el área de estudio (subnivel 1) es drenada hacia abajo en la línea principal para que recorra mediante la cuneta junto al drenaje de las demás labores y llegar a una piscina de sedimentación para luego ser bombeada hacia los diferentes frentes de trabajo de la mina.

1.5 Marco teórico

1.5.1 Ubicación Geográfica

La mina Tiwintza se encuentra ubicada al suroeste de la República del Ecuador, en la parte occidental de la provincia del Azuay, cantón Camilo Ponce Enríquez, sector Bella Rica. Forma parte de la Cooperativa de Producción Aurífera Bella Rica y está ubicada en la microcuenca del Río Siete, límite provincial entre la provincia de El Oro y Azuay.

La mina Tiwintza comprende una hectárea dentro de la concesión Distrito Minero Bella Rica. Está localizada en las siguientes coordenadas: E= 9659765, N= 645457 y a una elevación promedio de 900 m.s.n.m.

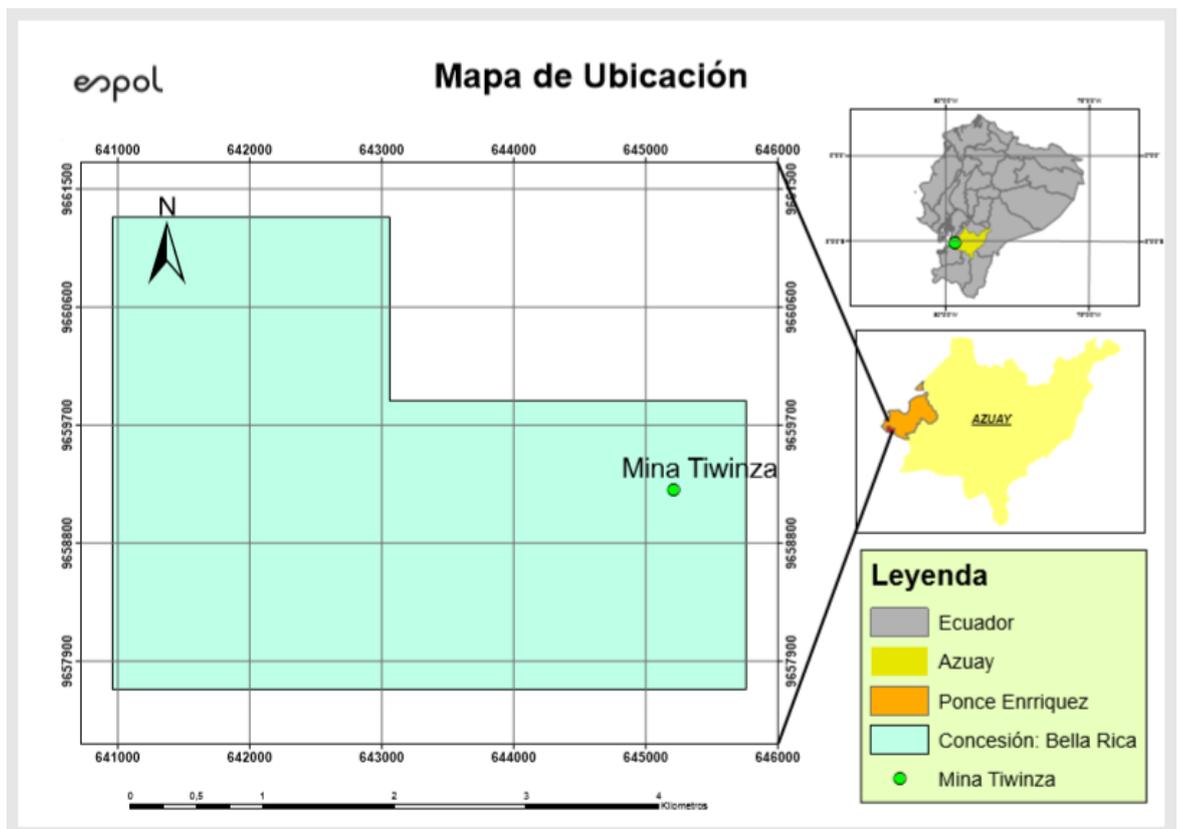


Figura 3. Mapa de ubicación del área de estudio.

Fuente: Autoras, 2019

Las oficinas administrativas que conforman la Sociedad Minera Tiwinza, se encuentran en el Cantón Camilo Ponce Enríquez, barrio 3 de noviembre, calle Siete.

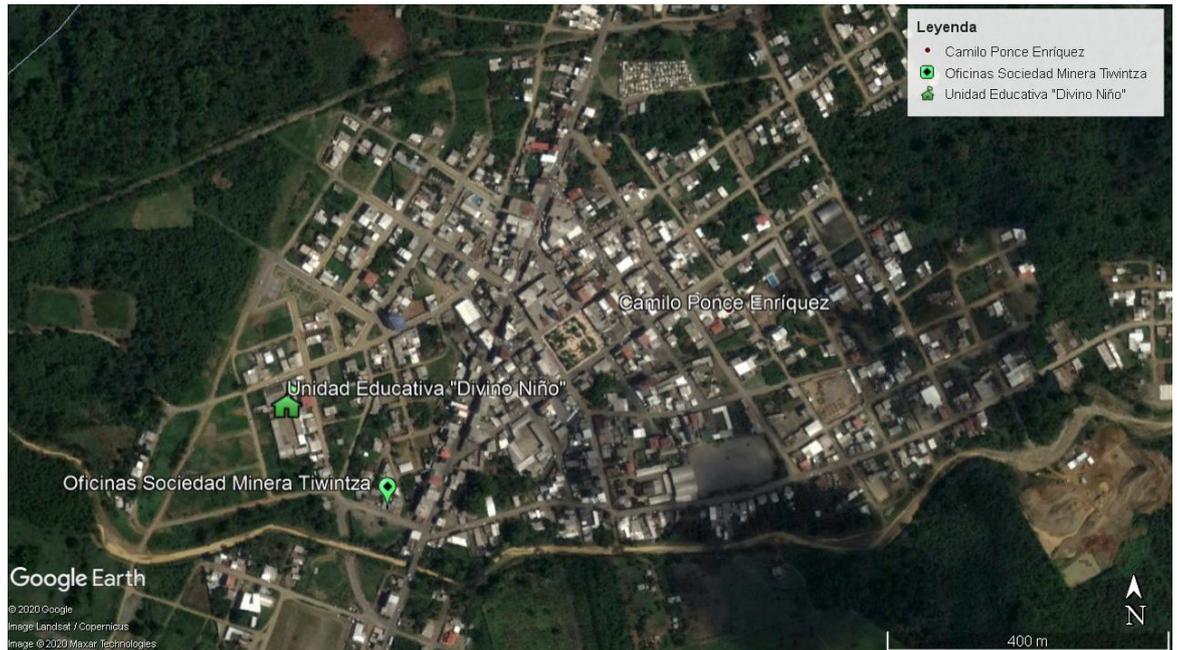


Figura 4. Mapa de ubicación de las oficinas de la Sociedad Minera Tiwintza.

Fuente: Google Earth Pro, 2019

1.5.2 Accesos

El acceso vía terrestre se da por la carretera Panamericana que une el Cantón Machala y Guayaquil. A la altura del puente Rio Siete, vía a San Miguel de Brasil, se recorren 12 Km hasta el campamento de la mina Tiwintza. Las carreteras que cruzan el área de concesión son de tercer orden compactadas.(Vega, 2013)

1.5.3 Geología

Geología Regional

El área de estudio se encuentra dentro del Distrito Minero Azuay delimitado en base a los datos de ocurrencias minerales y sistemas de información geográfica en las coordenadas geográficas 79°00' - 79°50'W y 2°40' - 3°50'S. Con base del mapa que se encuentra en el apartado

Anexos 4, se detalla sobre las subdivisiones del Distrito Azuay indicando que incorpora los subdistritos y campos minerales de Ponce Enríquez, Zaruma-Portovelo, Molleturro, Catamayo y los cinturones vecinos de Gañarín, Tres Chorreras, Alao y Collay-Shincata.

Según Armando Vega, describe que el Distrito Azuay ocupa la totalidad de la Provincia de Azuay, excepto por su prolongación al NW, y la parte más Norte de la Provincia de El Oro. Su delineación es en cierta medida arbitraria, pero cubre esencialmente el área ocupada por el Grupo Saraguro en el Sur del Ecuador al W de la longitud 79°W y la ciudad de Cuenca. El borde Sur fue definido por los límites fallados del Complejo Metamórfico de El Oro y el borde N escogido para incluir todo el afloramiento de la cuenca de Cuenca, la masa principal del Batolito de Chaucha y el grupo asociado de depósitos del campo mineral Molleturro. El Distrito Azuay abarca toda la anchura de la Cordillera Occidental desde el Terreno Loja, al E de la Falla de Baños, hasta la llanura costera del Golfo de Guayaquil en el W. Desde el SE al NE comprende segmentos de los terrenos de rumbo NE-NNE Loja, Alao, Chaucha y Pallatanga de edades pre-Cretácico que han sido acrecionados sucesivamente al “hinterland” Paleozoico-Triásico de Cratón de Guyana (Escudo Brasileño). Los límites entre estos terrenos están marcados por fallas inversas regionales y cabalgamiento. La evolución Cenozoica del área estuvo dominada por magmatismo calco-alcalino y sedimentación, cuyos productos ocupan ahora un 80% de los afloramientos.(Vega, 2013)

Geología Local

El campo mineral Ponce Enríquez ubicado dentro del Subdistrito Machala-Naranjal, en la parte occidental del Distrito Azuay, es conocido por sus depósitos de Cobre, Oro y Molibdeno en pórfidos y en vetas, brechas y stockworks epi-mesotermales desarrolladas dentro de las rocas de caja volcánicas y que están especialmente relacionadas con pórfidos. Alrededor del Campo Mineral Ponce Enríquez ocurre un conjunto

predominante de rocas volcánicas, andesitas y basalto, diabasas, brechas, todas estas rocas de la Unidad Pallatanga (Basaltos Bella Rica). Sin embargo, la exposición típica en los frentes de trabajo es de basaltos verdes, dolerita e hialoclasticas con stockworks irregulares de epidota, cuarzo y clorita que no sobrepasan los 20 mm de espesor en sus vetillas; zonas de alteración de epidota son comunes (indicativo de mineralización) y alcanzan espesores de 50 mm. Adicional a ello, las rocas tienen una aparente susceptibilidad magnética. (Vega, 2013)

1.5.4 Clima

Las características climáticas del predio donde se ubica la bocamina son de tipo monzónico, este tipo de clima corresponde dos tipos de zonas de vida natural, el primero caracterizado por ser bosque muy seco tropical y el bosque húmedo premontano, el primero se localiza entre altitudes que comprenden desde 150 hasta 300 msnm y el segundo con altitudes desde 900 hasta 1800 msnm. Su clima está caracterizado por una precipitación anual de entre 500 y 1000 mm y su temperatura media anual fluctúa entre 24 y 26°, (Lara Estrada & Reza Rios, 2010).

1.5.5 Vegetación

La zona tiene un bosque muy seco tropical o Bosque semideciduo piemontano. Se caracteriza por ser una llanura que contiene gramíneas, vegetación secundaria algo dispersa o en rodales algo extensos y algunas especies aisladas de bosque primario, generalmente ocasionado por la deforestación.

Las familias más representativas en esta zona son: Cecropiaceae (Cecropiasp., Coussapoasp.), Tiliaceae (Heliocarpuspopayanensis), Sapindaceae (Melicoccusbijugatus), Boraginaceae (Cordiaalliodora). Las epífitas no son muy numerosas, predominando la especie Tillandsiausneoides (barba de viejo).

Los árboles más representativos encontrados en esta zona corresponden a *Aiphanescaryotaefolia* (pambil), *Bactrissetulosa* (chonta), *Cecropiasp.* (guarumo), *Coussapoasp.*, *Alchorneairicurana* (algodoncillo), *Carapa guianensis* (Figueroa), *Castilla elástica* (caucho), *Virola sebifera* (cacao de monte), *Melicoccusbijugatus* (limoncillo), *Heliocarpuspopayanensis* (balsa blanca), *Cinchonapubescens* (cascarilla), *Cordiaalliodora* (laurel).

(Lara Estrada & Reza Rios, 2010)

1.5.6 Selección del método de explotación

La selección de métodos de extracción en la minería es uno de los retos de selección más antiguos de la humanidad y ha sido estudiada ampliamente, la literatura científica más relevante al respecto inicia con uno de los primeros esquemas cualitativos de clasificación para selección de métodos extractivos (Wright, 1973).

Para determinar el método de explotación se han desarrollado varias metodologías propuestas por diferentes autores que evalúan características físicas y geológicas del yacimiento mineral, así como las condiciones geotécnicas de la roca encajante y zona de mena. Autores como:

- Boshkov y Wright 1973
- Hartman (1987)
- Morrison (1976)
- Labscher (1981)
- Nicholas (1981)
- UBC (1995)

Metodología UBC

Esta técnica de selección llamada UBC; University of British Columbia fue desarrollada por Miller y otros, la misma que es una versión modificada de la técnica de Nicholas, además de clasificar la mecánica de rocas en los parámetros del RMR y el RSS.

Tabla 1. Consideraciones en metodología

Fuente: UBC (Wright, 1973)

1. Forma General	
Equi- dimensional	Todas las dimensiones están en el mismo orden de magnitud
Platy-tabular	Dos dimensiones tienen muchas veces el mismo espesor, que no suele superar los 35m
Irregular	Las dimensiones varían en cortas distancias.
2. Espesor del manto	
Muy estrecho	< 3m
Estrecho	3-10 m
Intermedio	10-100 m
Grueso	30-100 m
Muy grueso	> 100 m
3. Inclinación	
Plano	< 20 grados
Intermedio	20-55 grados
Empinado	> 55 grados
4. Profundidad	
Superficial	0-100 m
Intermedio	100-600 m
Profundo	> 600 m
5. Distribución	
Uniforme	El grado en cualquier punto del depósito no varía significativamente de la clasificación media.
Gradacional	El grado tiene características zonales y cambia gradualmente de un lugar a otro.
Errático	El grado cambia en cortas distancias
6. Rock Mass ratings. Puntuación según Bieniawski (1989)	
Muy débil	0-20
Débil	20-40
Moderado	40-60
Fuerte	60-80
Muy fuerte	80-100
7. Resistencia a la Compresión Simple (MPa)	
Moderado	< 5
Fuerte	5-10
Moderado	10-15
Fuerte	> 15

En la **Tabla 2** se presenta los valores correspondientes a cada variable dentro del método UBC

Tabla 2. Numeración correspondiente para la Metodología

Fuente: UBC (Wright, 1973)

METODO	Forma			Posición			Espesor					Grado de distribución			Profundidad		
	Equidimensional	Tabular	Irregular	Plano	Moderado	Empinado	M. Estrecho	Estrecho	Intermedio	Denso	M. Denso	Uniforme	Gradacional	Errático	< 100 m	100 a 600	> 600 m
Cielo Abierto	4	2	3	3	3	1	1	2	3	4	4	3	3	2	4	0	-49
Hundimiento de bloques	4	2	0	3	2	4	-49	-49	0	3	4	3	2	2	2	3	3
Hundimiento por subniveles	3	4	1	2	1	4	-10	1	3	4	3	4	4	3	3	4	2
Pisos de hundimiento	3	4	1	1	1	4	-49	-49	0	4	4	3	2	2	3	2	2
Tjo largo	-49	4	-49	4	0	-49	4	3	0	-49	-49	4	1	0	2	2	3
Cámaras y pilares	0	4	2	4	0	-49	4	3	1	-49	-49	4	2	0	3	3	2
Almacenamiento provisional	0	4	2	-49	0	4	4	4	0	-49	-49	3	2	2	3	3	2
Corte y Relleno	1	4	4	1	3	4	3	4	4	1	0	2	3	4	2	3	4
Tramos horizontales	1	2	0	4	2	0	1	1	0	2	1	2	1	1	2	1	1
Con entibación	0	1	4	2	3	2	4	3	2	0	0	0	1	3	1	1	2

1.5.7 Caracterización del macizo rocoso

Dentro de la caracterización geomecánica, los parámetros que influyen sobre el comportamiento mecánico de los macizos rocosos y la estabilidad de las excavaciones en labores subterráneas, pueden ser divididos en tres grupos: parámetros de la matriz rocosa, del macizo rocoso y parámetros geotécnicos constitutivos, (Muñoz & Vallejo, 1987).

- a. Los parámetros de matriz rocosa estudian las propiedades de la roca circundante de la excavación tales como: petrografía, textura, color, dureza, etc.
- b. Los parámetros de macizo rocoso evalúan la interacción producida entre los bloques de la matriz rocosa y las juntas o discontinuidades que se presentan tales como: Número de familias, orientación, espaciado, continuidad, etc.
- c. Los parámetros geotécnicos- constructivos valoran las perturbaciones que se generan por alteración del estado tensional de la roca en torno a la excavación.

Las clasificaciones geomecánicas evalúan las propiedades del macizo rocoso, mismo que está compuesto por la roca intacta y las discontinuidades, los criterios que evalúan estas clasificaciones se basan en cuantificaciones de parámetros que permiten definir la calidad del macizo rocoso.

Las clasificaciones más aceptadas a nivel mundial son las de Barton y Bieniawski, los parámetros comunes entre estas dos clasificaciones son: el RQD y el grado de presencia de agua en el macizo rocoso, las otras características son consideradas de diferente forma y criterio en ambas metodologías.

Sistema Q

El Tunnelling Quality Index, o sistema Q, fue desarrollado por Barton y sus colaboradores en 1974 y también utiliza 6 parámetros para estimar el comportamiento del macizo rocoso:

- Rock Quality Design (RQD).
- Número de familia de juntas o discontinuidades (J_n).
- Rugosidad de las juntas (J_r).
- Grado de alteración de las juntas (J_a).
- Presencia de agua (J_w).
- Estado tensional de la roca, Stress Reduction Factor (SRF).

El sistema especifica la valoración de cada uno de los parámetros y el valor Q es calculado mediante la ecuación:

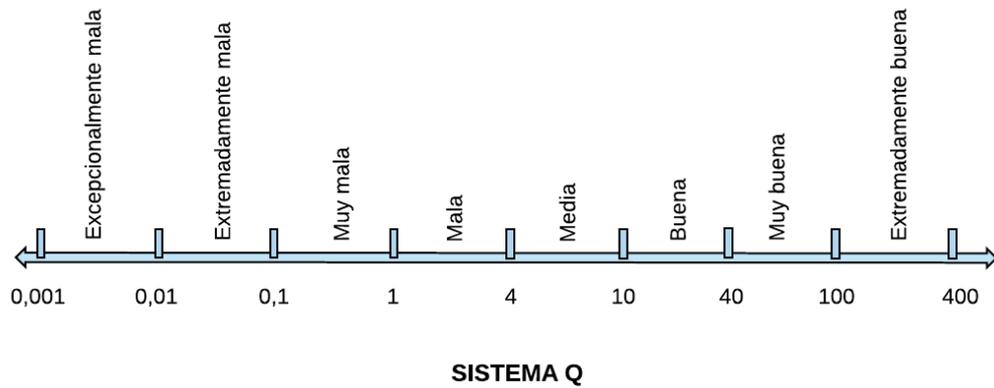
$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

De esta manera se obtiene un rango de valores que se encuentran entre $0,001 < Q < 1000$ a escala logarítmica, clasificando en varias categorías al macizo.

(GONZÁLEZ DE VALLEJO, 2004)

Figura 5. Clasificación del macizo según el Índice de Calidad “Q”

Fuente: (GONZÁLEZ DE VALLEJO, 2004)



Discontinuidades

(GONZÁLEZ DE VALLEJO, 2004), afirma que las discontinuidades condicionan de una forma definitiva las propiedades y el comportamiento resistente deformacional e hidráulico de los macizos rocosos. La resistencia al corte de las discontinuidades es el aspecto más importante en la determinación de la resistencia de los macizos rocosos duros fracturados, y para su estimación es necesario definir las características y propiedades de los planos de discontinuidad.

El sistema RMR

El sistema Rock Mass Rating, RMR, propuesto inicialmente por Bieniawski en 1973. Se trata de un índice que evalúa la competencia del macizo rocoso basándose en 6 parámetros:

- Resistencia de la roca intacta.
- Rock quality designation (RQD).
- Espaciado entre juntas o discontinuidades (J_s).
- Estado de las juntas (J_c).
- Agua subterránea.
- Corrección por la orientación de las discontinuidades.

Para cada uno de los 6 parámetros se presentan 5 valores en función de las condiciones de esos parámetros. El valor de RMR se obtiene como suma de los valores asignados a los parámetros señalados, oscilando el valor linealmente entre 0 y 100, siendo mayor cuanto mejor es la roca.

CLASE I: $RMR > 80$, Roca muy buena.

CLASE II: $80 < RMR < 60$, Roca buena.

CLASE III: $60 < RMR < 40$, Roca media.

CLASE IV: $40 < RMR < 20$, Roca mala.

CLASE V: $RMR > 20$, Roca muy mala.

(Gonzales De Vallejo, 2002)

Descripción de los parámetros y criterios de clasificación RMR

1. Resistencia a la compresión simple del material

Es una medida de resistencia de la matriz rocosa, la cual representa el esfuerzo de compresión axial máximo que puede soportar una muestra de material antes de fracturarse. Generalmente el ensayo se realiza sobre cubos o probetas cilíndricas de roca intacta con un diámetro recomendable de 50 milímetros. (Almeida, 2018)

La determinación de esta característica propia de cada material se puede conocer mediante dos formas: In situ y por Ensayos de laboratorio.

In situ

La resistencia de la matriz rocosa puede ser estimada por medio de índices de campo, empleando instrumentos como el martillo de Smith. La **Tabla 3** detalla las relaciones para establecer la resistencia a la compresión simple in situ.

Tabla 3. Resistencia a la compresión simple in situ.

Fuente: (González de Vallejo, 2002)

Clase (a)	Calificación de la roca según su resistencia	Resistencia uniaxial (MPa)	Índice de carga puntal (MPa)	Estimación en terreno de la resistencia	Ejemplos
R6	Extremadamente Resistente	>250	>10	Golpes de martillo geológico solo causan descostramiento superficiales en la roca	Basalto fresco, chert, diabasa, gneiss, granito, cuarcita
R5	Muy Resistente	(100-250)	(4 - 10)	Un trozo de roca requiere varios golpes con el martillo geológico para fracturarse	Anfibolita, arenisca, basalto, gabro, gneiss, granodiorita, caliza, mármol, riolita, toba
R4	Resistente	(50 - 100)	(2 - 4)	Un trozo de roca requiere más de un golpe con el martillo geológico para fracturarse	Caliza, mármol, filitas, arenisca, esquistos, pizarras
R3	Moderadamente Resistente	(25 - 50)	(1 - 2)	Un trozo de roca puede fracturarse con un único golpe del martillo geológico, pero no es posible descostrar la roca con un cortaplumas	Arcillolita, carbón, concreto, esquistos, pizarras, limolitas
R2	Débil	(5 - 25)	(b)	Un golpe con la punta del martillo geológico deja una indentación superficial. La roca puede ser descostrada con un cortaplumas pero con dificultad	Creta, sal mineral, potasio
R1	Muy Débil	(1 - 5)		La roca se disgrega al ser golpeada con la punta del martillo geológico. La roca puede ser descostrada con un cortaplumas	Roca muy alterada o muy meteorizada
R0	Extremadamente Débil	(0,25 - 1)		La roca puede ser indentada con la uña de pulgar	Salbanda arcillosa dura

Ensayo de Laboratorio

Este ensayo permite determinar en laboratorio la resistencia uniaxial no confinada de la roca, o resistencia a la compresión simple, σ_c . Es un ensayo para la clasificación de la roca por su resistencia. La relación entre los esfuerzos aplicados en el ensayo es:

$$\sigma_1 \neq 0; \sigma_2 = \sigma_3 = 0$$

En este ensayo se deben cumplir las siguientes condiciones:

- Razón Largo/Ancho de la probeta debe ser 2.5 a 3.0:1
- Extremos deben ser paralelos y pulidos, sin grietas.
- Ancho de muestra debe ser >10 veces el tamaño medio del grano.

El ensayo trata de la aplicación gradual de una fuerza axial a un cilindro de roca, hasta que se produce su rotura, los datos obtenidos son: σ_1 obtenido del ensayo, σ_2 , σ_3 . Con estos datos se puede obtener σ_c (resistencia a la compresión simple).

(GONZÁLEZ DE VALLEJO, 2004)

2. Rock Quality Designation (RQD)

Hudson & Priest (1979) , propone que, al no disponer de sondajes del macizo rocoso, una de las alternativas que resulta adecuada para el cálculo del índice RQD es en la cual se emplea el índice de fracturas por metro lineal (λ):

$$RQD = 100 - (4 \times \text{número de fracturas por metro})$$

3. Orientación

La orientación de las discontinuidades con respecto a las estructuras u obras de excavación condiciona la presencia de inestabilidades y posibles roturas. La orientación de una discontinuidad queda definida por su dirección de buzamiento (dirección de máxima línea de pendiente de la discontinuidad con respecto al norte) y buzamiento (inclinación con respecto a la horizontal), tal como se indica en la **Figura 6**.

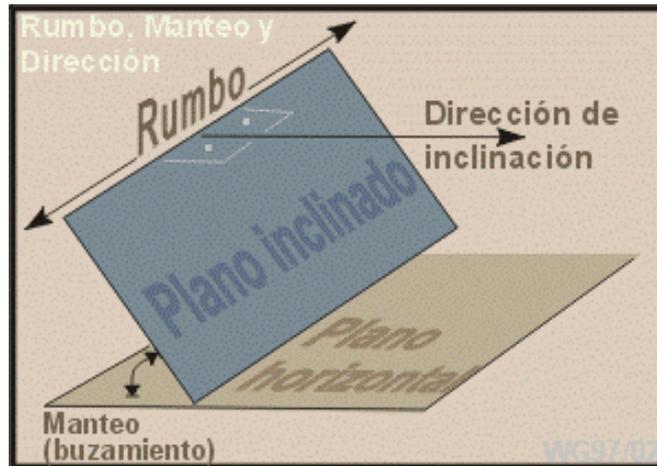


Figura 6. Posición de la discontinuidad en el espacio.

Fuente: (GONZÁLEZ DE VALLEJO, 2004)

4. Espaciado

El espaciado se define como la distancia entre dos planos de discontinuidad de una misma familia, medida en dirección perpendicular a dichos planos, este valor se refiere al espaciado medio de los valores de una misma familia (GONZÁLEZ DE VALLEJO, 2004).

5. Persistencia

Se define como la extensión superficial, medida por la longitud según la dirección del plano y el buzamiento de este, básicamente se trata de indicar donde comienza y donde termina la discontinuidad en varias direcciones.

6. Apertura

Se define como la distancia perpendicular existente entre dos bloques o superficies separadas de la discontinuidad.

(Gavilanes H. & Andrade B., 2004).

7. Rugosidad

Evalúa la resistencia al corte de los planos, la rugosidad aumenta la resistencia al corte que decrece con el aumento de la abertura. El criterio RMR, Bienawski 1989; considera cinco superficies que son: Suave, Ondulada, Ligeramente Rugosa, Rugosa y Muy Rugosa.

8. Alteración de las paredes (Intemperismo)

Se define como el grado de meteorización de los labios de las discontinuidades.

9. Relleno

La presencia de rellenos en las discontinuidades condiciona el comportamiento de la discontinuidad ya que existe una gran variedad de materiales de relleno con propiedades físicas y mecánicas muy variables que pueden generar desplazamiento a largo plazo.

En labores de excavaciones mineras subterráneas los principales tipos de relleno que se encuentran son: Cuarzo (Qz), Arcillas y Limos (C), Óxidos (Ox), Feldespatos (F), más sin embargo, encontrar hasta dos o más materiales de relleno en una discontinuidad es lo que más común.

10. Agua freática (Filtraciones)

El agua en el macizo rocoso procede del flujo que circula por las discontinuidades.

(GONZÁLEZ DE VALLEJO, 2004)

Procedimiento de clasificación

Se analiza cada uno de los parámetros indicados en la **Tabla 4** y posteriormente se suma los valores para obtener el RMR básico.

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

Tabla 4. Parámetros de Clasificación RMR

Fuente: Hudson & Priest ,1979

PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN									
1	Resistencia de la matriz rocosa (Mpa)	Ensayo de carga puntual	>10	10-4	4-2	2-1			
		Compresión Simple	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1
	Puntaje		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD (%)		100-90	90-75	75-50	50-25	<25		
	Puntaje		20	17	13	6	3		
3	Separación entre diaclasa		>2	2-0,6	0,6-0,2	0,2-0,06	<0,06		
	Puntaje		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad (m)	<1	1-3	3-10	10-20	>20		
		Puntaje		6	4	2	1	0	
		Abertura (mm)	0	<0,1	0,1-1,0	43952	>5		
		Puntaje		6	4	2	1	0	
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Puntaje		6	5	3	1	0	
		Relleno (mm)	Ninguno	Relleno duro <5	Relleno duro >5	Relleno blando <5	Relleno blando >5		
		Puntaje		6	4	2	2	0	
Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta				
	Puntaje		6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Caudal por 10m de túnel (l/min)	Nulo	<10	10-25	25-125	>125		
		Relación: Presión de agua/Tensión	0	0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntaje		15	10	7	4	0	

Corrección por orientación

Este parámetro tiene una valoración negativa, y oscila para galerías entre 0 y -12 puntos. En función del buzamiento de la familia de diaclasas y de su rumbo en relación con el eje de la galería (paralelo o perpendicular) se establece una clasificación de la discontinuidad en cinco tipos: desde Muy Favorable hasta Muy Desfavorable (Gavilanes & Andrade, 2004).

La valoración de corrección por orientación de la excavación se presenta en la **Tabla 5**.

Tabla 5. Corrección por orientación de la excavación

Fuente: (Gavilanes & Andrade, 2004).

CORRECCIÓN POR ORIENTACIÓN						
A favor del buzamiento		Contra el buzamiento		Paralela al eje de la Clave		<20° de buzamiento
45° a 90°	20° a 44°	45° a 90°	20° a 44°	45° a 90°	20° a 44°	
MF	F	M	D	MD	D	D
Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	Desfavorable	Desfavorable
CORRECCIÓN EN TÚNELES						
0	-2	-5	-10	-12	-10	-10

No obstante dado (Bieniawski),1989, indica que según la clasificación del macizo rocoso, genera una serie de recomendaciones sobre el sostenimiento que debe ser aplicado con el objetivo de mantener la estructura, estas recomendaciones se muestran a continuación.

Tabla 6. Clasificación del macizo y tipo de sostenimiento recomendado.

Fuente: (Bieniawski, 1989).

Clase de macizo rocoso	Excavación	Sostenimiento		
		Pernos (d=20mm adhesión total)	Hormigón lanzado	Marcos de acero
Roca muy buena I RMR: 81-100	Avances de 3m a sección completa	Generalmente no se necesita sostenimiento, excepto algunas anclas para refuerzo local		
Roca buena II RMR: 61-80	Avances de 1 a 1,5m a sección completa. Sostenimiento total a 20m del frente	Pernos locales en el techo, 3m de largo y espaciado de 2,5 con malla ocasional	50mm en el techo donde fuera necesario	No
Roca regular III RMR: 41-60	Media sección y banqueo, progresiones de 1,5 a 3,0m en la media sección. Sostenimiento primario después de cada voladura. Sostenimiento completo a 10m del frente.	Empernado sistemático de 4m de largo; espaciado de 1,5 a 2m en el techo y paredes con malla en el techo.	50 – 100 mm en el techo. 30mm en las paredes.	No
Roca mala IV RMR: 21-40	Media sección y banqueo, progresiones de 1,0 a 1,5m en la media sección. Hay que instalar los refuerzos conforme el avance, a 10m del frente.	Empernado sistemático de 4 a 5m de largo con espaciado de 1 a 1,5m en el techo y paredes con malla.	100 a 150mm en el techo y 100mm en las paredes.	Marcos ligeros a medianos separados 1,5m, donde haga falta.
Roca muy mala V RMR: <20	Etapas múltiples. A veces de 0,5 a 1,5m en la media sección. Instalación del sostenimiento a medida que se excava. Hormigón lanzado con la mayor brevedad después de las voladuras	Empernado sistemático de 5 a 6m de largo; espaciado de 1 a 1,5m en la clave y paredes con malla. Instalación en el piso o contrabóveda.	150 a 200 mm en el techo. 100 mm en las paredes y 50mm en la frente	Marcos medianos a pesados espaciados a 0,75m con tablestacado donde se necesite

1.5.8 Perforación y Voladura

La perforación y voladura es una técnica aplicable a la extracción de roca en terrenos competentes en donde los medios mecánicos no son aplicables. Así, partiendo de esta definición, este método es aplicable a cualquier método de explotación, bien sea en minería, obra civil o donde sea necesario un movimiento de tierras. La técnica de perforación y voladura se basa en la ejecución de perforaciones en la roca, donde posteriormente se colocarán explosivos que, mediante su detonación,

transmiten la energía necesaria para la fragmentación del macizo rocoso a explotar. (Jimeno & Jimeno, 1994)

Perforación

Hay varios métodos para el diseño de mallas de perforación, el más utilizado para voladuras subterráneas es el diseño que consta del cuele de cuatro secciones, mismo que empezó como un método empírico.

Este tipo de cuele de barrenos paralelos fue establecido por Langefors & Kihlström (1978), analizado y mejorado por HOLMBERG (1982) y reformado por Persson, Holmberg, & Lee (1993), el método consiste en la perforación de un barreno central de gran diámetro, mismo que oscila entre 65 y 175 mm en función a la sección de la labor y el diámetro de los barrenos pequeños. Posteriormente se calcula el burden y espaciamento que habrá entre los barrenos de las cuatro secciones.

De acuerdo con el análisis de Langefors & Kihlström (1978), la distancia entre el barreno central de expansión y los barrenos de la primera sección, no deben exceder de $1,7 D$, para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca. En base a esta afirmación, Jimeno & Jimeno (1994) simplifica las fórmulas de cálculo para las cuatro secciones:

Tabla 7. Fórmulas simplificadas para el cálculo de las secciones de corte del cuele.

Sección del cuele	Valor del Burden	Espaciamento Lado de la sección
Primera	$B_1 = 1.5 D_2$	$E_1 = B_1\sqrt{2}$
Segunda	$B_2 = B_1\sqrt{2}$	$E_2 = 1.5 B_2\sqrt{2}$
Tercera	$B_3 = 1.5 B_2\sqrt{2}$	$E_3 = 1.5 B_3\sqrt{2}$
Cuarta	$B_4 = 1.5 B_3\sqrt{2}$	$E_4 = 1.5 B_4\sqrt{2}$

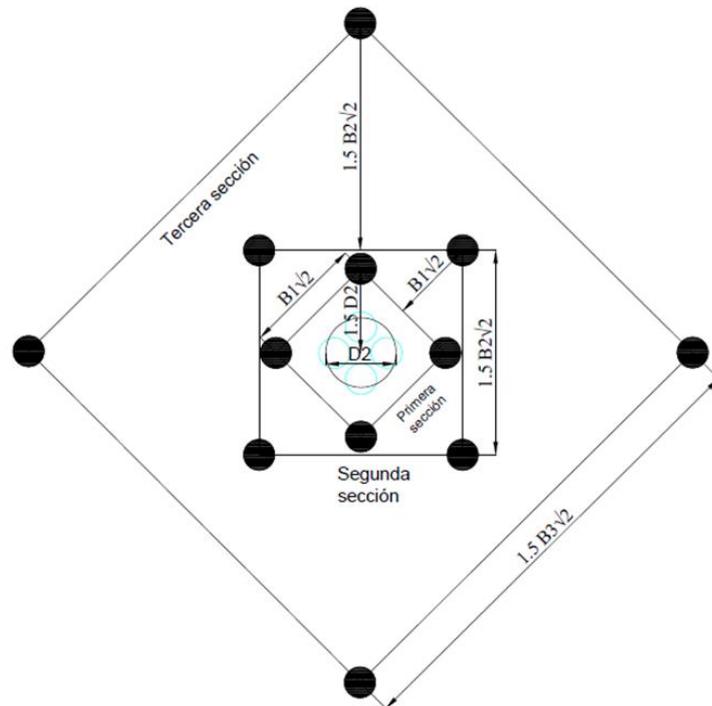


Figura 7. Cuele de cuatro secciones de corte. Definición del burden y espaciamento de las cuatro secciones de corte del cuele.

Fuente: Las autoras, 2019

Para la determinación del burden, espaciamento y el número de barrenos del piso, techo, hastiales y destroza en labores con secciones menores a 10 m^2 . Gustafsson (1977) establece los valores de acuerdo con la **Tabla 8**.

Tabla 8. Cálculo para secciones de corte

Fuente: Teoría de Técnica Sueca de Voladuras, (Gustafsson, 1977).

Denominación de los taladros	Burden (V)	Espaciamiento (E)	Número de perforaciones Np
Piso o zapateras	0,6 m	0,6 m - emboquille	$N_p = \frac{A_i - \text{emboquille}}{E_p} + 1$
Hastiales (h)	0,6 m	0,65 m	$N_p = \frac{L_h}{E_h} + 1$
Techo	0,6 m	0,65 m	$N_t = \frac{L_t}{E_t} + 1$
Destroza	$V_d \leq \frac{\text{Prof perforación} - 0,4}{2}$	$E_d = 1,1 * V_d$	Se ubica en función del espacio disponible

Donde:

A_l : Ancho de la labor

N_p : Número de perforaciones

L_t : longitud del techo

L_h : longitud de los hastiales medidos desde la burden de los barrenos del piso.

E_p : Espaciamiento de los barrenos del piso

E_t : Espaciamiento de los barrenos del techo

E_h : Espaciamiento de los barrenos de los hastiales

V_d : Burden de los barrenos de destroza

En base a la dureza de la roca se puede calcular también el número de taladros totales para la sección en forma aproximada mediante la siguiente fórmula empírica:

$$N^{\circ} \text{ totales} = \frac{P}{dt} + (C \times S)$$

Donde :

P: circunferencia o perímetro de la sección del túnel, en m, que se obtiene con la fórmula: $P = \sqrt{S} \times 4$.

C: Coeficiente de la roca.

dt: distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos.

S: dimensión de la sección del túnel en m^2 (cara libre).

Tabla 9. Valores del coeficiente dt y C en función a la dureza de la roca.

Fuente: Teoría de Técnica Sueca de Voladuras, (Gustafsson, 1977).

Dureza de roca	Distancia entre taladros periféricos (m)
Tenaz	0,50 a 0,55
Intermedia	0,60 a 0,65
Friable	0,70 a 0,75

Dureza de roca	Coeficiente de la roca (m)
Tenaz	2,00
Intermedia	1,50
Friable	1,00

Construcción de chimeneas manuales convencionales.

Ciclo de Construcción.

Los diversos parámetros que conforman el tiempo de ciclo de construcción se explican en la siguiente ecuación.

El tiempo del ciclo (T_c) es:

$$T_c = t_{PL} + t_A + t_D + t_P + t_c + t_{TR} + t_v + t_F \text{ (min)}$$

Siendo:

t_{PI} : Tiempo de ascenso y colocación de la plataforma. (20 a 30 min.).

t_A : Tiempo de acuñadora.

t_D : Tiempo de marcar diagrama de disparo (15 a 20 min).

t_P : Tiempo perforación del diagrama de disparo.

t_C : Tiempo en operaciones de carguío del explosivo (1,5 a 2,0 min / tiro).

t_{TR} : Tiempo de tronadura del disparo.

t_V : Tiempo de ventilación.

t_F : Tiempo de fortificación, a definir dependiendo del tipo de sostenimiento a colocar.

Para el cálculo del tiempo de acuñadora (t_A), se utiliza la siguiente ecuación.

$$t_A = 20 \times S \times (0,5) \text{ (min)}$$

Siendo:

S: Sección de la chimenea.

Para el cálculo del tiempo de perforación del diagrama (t_P), se emplea la siguiente ecuación.

$$T_p = \frac{n^\circ \times L}{V_p \times m \times e} \text{ (min)}$$

Siendo:

n° : número de tiros.

L: largo de perforación (m).

V_P : velocidad de perforación (m/min).

m: n° de máquinas perforadoras operando en forma simultánea.

e: eficiencia por simultaneidad de perforadoras en operación (%).

- e: 0,90 (1 máquina).
0,80 (2 máquinas).
0,75 (3 máquinas).

Para el cálculo del tiempo de ventilación (t_v), se utiliza la siguiente ecuación

$$t_v = 12 * (L)^{0,5}$$

Siendo:

L: el largo de la chimenea, y válido hasta 180 m.

Se conoce de esta manera la siguiente ecuación para determinar el número de ciclos por día N_c :

$$N_c = 1440 * f_{op} / T_c \text{ (ciclos/día)}$$

Donde:

f_{op} : Es un coeficiente de utilización del tiempo dependiente de las condiciones de operación en cada caso específico.

f_{op} varía de 0,75 a 0,83.

Si se define como A el avance efectivo de cada disparo, el rendimiento de construcción R estará dado por:

$$R = N_c * A \text{ (m/día)}$$

Voladura

Al ser el macizo rocoso un medio heterogéneo, muchas de las fórmulas desarrolladas para la voladura son derivadas de resultados empíricos, con lo que siempre existirá una cierta inseguridad en los desarrollos. Para alcanzar una adecuada fragmentación de la roca y para que el carguío y transporte sea el adecuado, la distribución de la carga debe ser lo más homogénea posible. Esto hace necesario que el explosivo se distribuya en pequeñas cantidades, en barrenos de pequeño diámetro, que son los utilizados en pequeña minería.

Según (Gustafsson, 1977), al tener labores con secciones pequeñas, las voladuras se efectúan en condiciones de gran confinamiento, por lo tanto, las dimensiones de los explosivos encartuchados se adaptan a tales diseños de voladura. Cuanto menor sea la sección del frente, más confinada está la roca y esto implica que la carga específica aumenta al disminuir el área. Para él, la cantidad y concentración de carga explosiva depende de la tenacidad de la roca y de la dimensión del frente de voladura. Intervienen el diámetro, número y longitud de perforación de los taladros, el tipo de explosivo e iniciadores a emplear.

Se debe tener en cuenta que, por cada m^2 de roca a volar, la cantidad de explosivo disminuye mientras más grande sea la sección del túnel, y también que aumenta cuanto más dura sea la roca.

Para el cálculo de las cargas en las diferentes perforaciones de la labor minera, Persson et al. (1993) dan como punto de partida las cargas de los barrenos de arranque considerándolos como cargas de fragmentación y lanzamiento normal y las de cuele como de lanzamiento reforzado, para los barrenos del cuele se incrementa en un 10 – 20 % de la magnitud de la carga de los barrenos de destroza y de contorno. Con esto se establece que la acción de la explosión se dirige desde el lugar de ubicación del cuele en dirección al perímetro final de la misma.

En minería los consumos de dinamita varían generalmente entre 300 a 800 g/m^3 de manera general en base a lo establecido por Langefors & Kihlström (1978) puede considerarse los siguientes factores en kg de explosivos/ m^3 de roca.

Tabla 10. Factor en consumo de explosivo según tipo de roca

Fuente: Técnica Moderna de Voladura de Rocas, Langefors, U 1968.

Tipo de roca	Factor (Kg/m^3)
Muy difíciles	1,5 a 1,8
Difíciles	1,3 a 1,5
Fáciles	1,1 a 1,3
Muy fáciles	1,0 a 1,2

1.5.9 Ventilación

La ventilación de una mina consiste en el proceso de hacer pasar un flujo de aire considerable y necesario para crear las condiciones óptimas para que los trabajadores se encuentren en una atmósfera agradable, limpia y sin gases (Guevara Rojas & Villanueva Bolaños, 2018). La ventilación se realiza estableciendo un circuito para la circulación del aire a través de todas las labores. En las labores que sólo tienen un acceso (por ejemplo, una galería en avance) es necesario ventilar con ayuda de una tubería. La tubería se coloca entre la entrada y el final de la labor. Esta ventilación se conoce como secundaria, diferente a la que recorre toda la mina que se conoce como principal (Valle & Marlon, 2017).

Diámetro de tubería de ventilación

$$D = 0.25\sqrt{A}$$

Siendo:

A: Área de galería

Cantidad de aire necesario en las labores

Los parámetros que determinan la cantidad de aire necesario en las labores son:

- Número de personas.
- Maquinaria utilizada.
- Cantidad de explosivo utilizado en las voladuras.

El grado de peligrosidad existente en una mina se puede clasificar en 3 categorías.

- Bajo contenido de gases. - 1m³ aire/ton extraída.
- Mediano contenido de gases. - (minerales sulfurados + agua subterránea) 1,25 m³ aire/ton extraída.
- Alto contenido de gases (minería de carbón). - 1,5 m³ aire/ton extraída.

Requerimiento por el personal

El Caudal necesario en función de cantidad de personas está dada por la siguiente ecuación.

$$Q_1 = n * q * K_p$$

Dónde:

Q₁: cantidad de aire necesario para el “n” de personas (m³/min).

q: Cantidad de aire mínimo por persona.

n: Número de personas en el lugar.

K_p: grado de peligrosidad de la mina.

(Iglesias, 2013)

Requerimiento por la cantidad de sustancia explosiva

Este caudal se refiere básicamente a diluir los gases producidos por los explosivos después de la voladura.

$$Q_2 = \frac{2,25 \times S_{luz}}{60 \times t} \sqrt{\frac{k \times q_{ce} \times b \times L^2}{S_{luz}}}$$

Dónde:

S_{luz} : Sección luz de la galería, (m).

t: Tiempo de demora de la ventilación, (min).

k: Coeficiente que toma en cuenta la saturación de agua en la mina;

k = 0,8.-para galerías secas.

k = 0,6.-para galerías saturadas.

q_{ce} : Cantidad de explosivos volados en un ciclo, (Kg).

b: Volumen de gases generado por cada kg de explosivo.

b = 40 l/Kg – cuando se vuela en macizos.

L: Longitud de la galería, (m).

Velocidad del aire

La regulación en la ley de Minería del Ecuador en el artículo 50 indica que la velocidad mínima del aire debe ser de 15 m/min.

$$(Q(\text{m}^3/\text{min})) / (S (\text{m}^2)) \geq 15 \text{ m/min}$$

1.5.10 Carguío y Transporte

Dentro de las operaciones mineras la actividad de manejo y gestión de minerales (Carguío y Transporte) es una de las más incidentes en el costo de operación general, principalmente por la gran cantidad y variabilidad de recursos involucrados en ella. Gran parte de las innovaciones tecnológicas apuntan a esta actividad, tanto por la importancia de ella en el costo de operación como en la cantidad de etapas involucradas. La gestión en el manejo de minerales, o de materiales en general, busca optimizar los recursos para lograr un objetivo simple, pero a la vez complejo que es el traslado de un material desde un punto a otro cumpliendo con ciertas exigencias de calidad y cantidad en un período de tiempo definido y al mínimo costo. (Kim, 2009)

CAPÍTULO 2

2. METODOLOGÍA

Para el desarrollo del proyecto de tesis se llevó a cabo 2 fases, las cuales se registrarán al procedimiento a continuación:

Fase 1



Figura 8. Fase 1 de la metodología seguida en proyecto de titulación

Fuente: Las autoras, 2019.

Fase 2



Figura 9. Fase 2 de la metodología seguida en proyecto de titulación

Fuente: Las autoras, 2019.

2.1 Recolección de Información

2.1.1 Revisión Bibliográfica

La información teórica de técnicas utilizadas en la presente investigación se basó de libros ingenieriles conocidos a lo largo de la carrera de ingeniería de minas, como también se hizo referencia a diversas tesis similares de actuales ingenieros de las diferentes universidades del mundo.

2.1.2 Situación actual de la mina

La descripción de las labores del área estudio se basó en una exhaustiva observación y toma de datos in situ. La adquisición de datos en esta etapa estuvo enfocada a la situación actual de:

- Método de explotación.
- Condición de geomecánica de la roca.
- Parámetros de perforación y voladura.
- Parámetros de ventilación.
- Parámetros en el sistema de carga y transporte del material.
- Topografía de la mina.
- Condiciones de emplazamiento del yacimiento.

La información más detallada sobre la situación actual de la mina se encuentra en el apartado **1.4 del CAPÍTULO 1**.

2.1.3 Desarrollo de propuestas

Levantamiento Topográfico

El levantamiento topográfico es la primera fase del estudio técnico y descriptivo de un terreno. Se trata de examinar la superficie teniendo en cuenta las características físicas, geográficas y geológicas del terreno. También consiste en un acopio de datos para poder realizar un plano que refleje el mayor detalle y exactitud posible del terreno o área a optimizar en el presente proyecto.

Se llevó a cabo desde el área de estudio (subnivel 1 – veta Bela) hasta boca mina. Este proceso se realizó con la técnica de cinta y brújula para la obtención de datos y para procesamiento e interpretación de los datos se utilizó el software de AutoCAD.

El método de cinta y brújula consiste en el siguiente proceso:

1. Se ubica un primer punto en una de las paredes de la labor donde se esté realizando la topografía.
2. A partir del punto uno se extiende una piola y la cinta métrica hasta una distancia que no permita el roce de estos con la roca de la labor y así se obtendrá la ubicación del segundo punto.
3. Se temple la piola entre los puntos y con un inclinómetro se mide el ángulo de inclinación de la labor.
4. Se coloca la brújula en la piola templada, en un lugar que no haya metales que puedan interferir con la dirección exacta de la labor.
5. Con la cinta métrica se mide la distancia entre los dos puntos.
6. Para tomar el detalle de la labor, se toma datos de ancho y altura, cada metro si es necesario o cada 5 metros.
7. Se marcan los puntos con aerosol para tener la referencia en campo y se repite el proceso para los siguientes puntos.

La **Tabla 11** muestra el formato que se utilizó para la toma de datos in situ.

Tabla 11. Formato para la toma de datos de topografía

Fuente: Las autoras, 2019

TOPOGRAFÍA																
TIWINTZA SECTOR 1																
PUNTOS	AZIMUT	DIST. INCLI	A° VERTICAL	IZQUIERDA	DERECHA	ARRIBA	ABAJO	DIST HORIZO	CALCULADO			ACUMULADO			PARA DIBUJO	
									X	Y	Z	X	Y	Z		
P0				0	1.4	0.82	1.04					0	0	0	0.000,0.000,0.000	
P0	P1	45	8.7	-14	1.5	0	0	1.03	8.442	5.97	5.97	-2.10	5.97	5.97	-2.10	5.969,5.969,-2.105

Geomecánica

Para caracterizar al macizo rocoso del área de estudio se utilizó la clasificación Geomecánica de Bieniawsky (RMR) evaluando la competencia del macizo rocoso basándose en los 6 parámetros que pueden ser establecidos tanto in situ como en laboratorio. En el caso de la resistencia a la compresión simple del material se lo realizó mediante ensayos de laboratorio.

Descripción Macroscópica del macizo rocoso

Roca encajante:

El tipo de roca encajante que se encuentra en la mina tiene una coloración gris verdosa, presenta textura afanítica y estructura masiva. La roca es muy consolidada con bordes filudos y superficies ásperas, además posee oxidaciones café claras en su superficie. Los principales minerales metálicos que se pueden reconocer macroscópicamente son agregados muy finos de pirrotina de color café y de brillo metálico, diseminados en la roca además de granos diseminados de pirita. (Lara Estrada & Reza Rios, 2010)



Figura 10. Núcleo de roca de muestra.

Fuente: Las autoras, 2019

Mineralización (veta)

Con base en la observación in situ se puede describir que la mena del sector está comprendida por cuarzo, acompañado por una serie de sulfuros como la pirita, calcopirita, arsenopirita y oro como mineral accesorio, además de bornita.

Caracterización del macizo rocoso in situ

El área de estudio se encuentra en una cota de 980 m.s.n.m., corresponde a una labor horizontal que posee una longitud de 156 metros, con una sección de 1,50 m de ancho y 2 m de altura.

En la labor se realizó el registro estructural y geológico correspondiente a las mediciones de rumbo y buzamiento de las discontinuidades, juntas, fallas o algún plano de deslizamiento que se presentaron a lo largo de las labores de avance de la galería, paralelamente se llevó a cabo el registro cualitativo y descripción de las características de las discontinuidades tales como: relleno, alteración, continuidad, geología, etc. para valorar la calidad del macizo rocoso.

Para la toma de datos in situ se utilizó la **Tabla 12**, donde se registraron y valoraron los diferentes tipos de discontinuidades, las condiciones de la matriz rocosa y la descripción de las discontinuidades.

Ensayos de laboratorio.

Para obtener datos de resistencia a la compresión simple se extrajeron 2 muestras de roca encajante del macizo rocoso de tamaño aproximadamente de 30 cm de ancho por 25 cm de alto y forma irregular para de ellos extraer 3 núcleos de roca de 55 mm de diámetro con relación 2:1 (longitud: diámetro) que luego se cortaron y se pulieron para que cumplan las condiciones para el ensayo de compresión uniaxial. La preparación de muestras y ensayos se llevaron a cabo en los laboratorios de Geotecnia y Petrografía de la Escuela Superior Politécnica del Litoral.



Figura 11. Muestras de roca encajante

Fuente: Autoras, 2019

Este ensayo permitió determinar en el laboratorio, la resistencia uniaxial no confinada de la roca, o resistencia a la compresión simple, etc. Es un ensayo para la clasificación de la roca por su resistencia.

Clasificación del macizo rocoso

Para la clasificación del macizo se ubicó una Estación Geomecánica en los cada 50 metros, sin embargo, en los primeros 50 metros se observó mayor cantidad de discontinuidades y en los demás metros del área de estudio las condiciones de la roca no se evidenció discontinuidades de mayor índole.

Para determinar el número de discontinuidades los datos han sido evaluados con la ayuda del software DIPS. Los datos ingresados al programa son ploteados en una proyección equiangular y sus polos representados en el hemisferio inferior. Los respectivos estereogramas se presentan en

CAPÍTULO 3

Perforación y Voladura

Tanto para el apartado de Perforación y Voladura, se procedió a realizar cálculos, empleando las ecuaciones del apartado **1.5.8 del Marco Teórico**, adicionalmente apoyándonos de información en campo.

Ventilación

Para el cálculo de ventilación se procedió a utilizar las ecuaciones del apartado **1.5.9 del Marco Teórico**, adicionalmente apoyándonos de información en campo y normativa legal sobre Seguridad y Salud Ocupacional.

Carga y transporte del material

Debido al problema existente en el transporte del material por su longitud y poca planificación para favorecer los tiempos y el beneficio, se propuso mediante la topografía la construcción de una chimenea directa desde el área de estudio hacia la línea principal o línea de transporte del mineral a la superficie. Con este sistema se pretende utilizar al máximo la gravedad como

método para el traslado del mineral y así poder reducir riesgos físicos en el personal, como también beneficiar el costo de carga y transporte.

Método de Explotación

Método UBC

El método empleado es el criterio UBC, el cual considera los parámetros geológicos, geométricos y geotécnicos, para la selección del método de explotación se procede a recopilar los datos que requiere este método, los mismos que se describe en la **Tabla 1** en el apartado de Marco Teórico.

Las características o datos importantes de la veta Bela que se encuentra en el área de estudio fueron tomadas in situ.

En el apartado de **CAPÍTULO 3** se encuentra los resultados de esta sección.

CAPÍTULO 3

3. RESULTADOS Y ANÁLISIS

Recordando el área de estudio el cual conforma una galería, el cual se encuentra en una cota de 980 m.s.n.m., corresponde a una labor horizontal que posee una longitud de 156 m, con una sección de 1,50 m de ancho y 2,00 m de altura.

3.1 Topografía

Se obtiene la topografía haciendo uso del método brújula y cinta además con la ayuda del software AutoCAD siendo capaz de crear dibujos de modelado 2D, 3D y modelado sólido. El resultado es un plano topográfico, cuyas cotas se encuentran entre 800 a 900 msnm.

En el apartado de **Anexos 2**, se encontrarán las tablas de datos y resultados para la obtención del mapa topográfico.

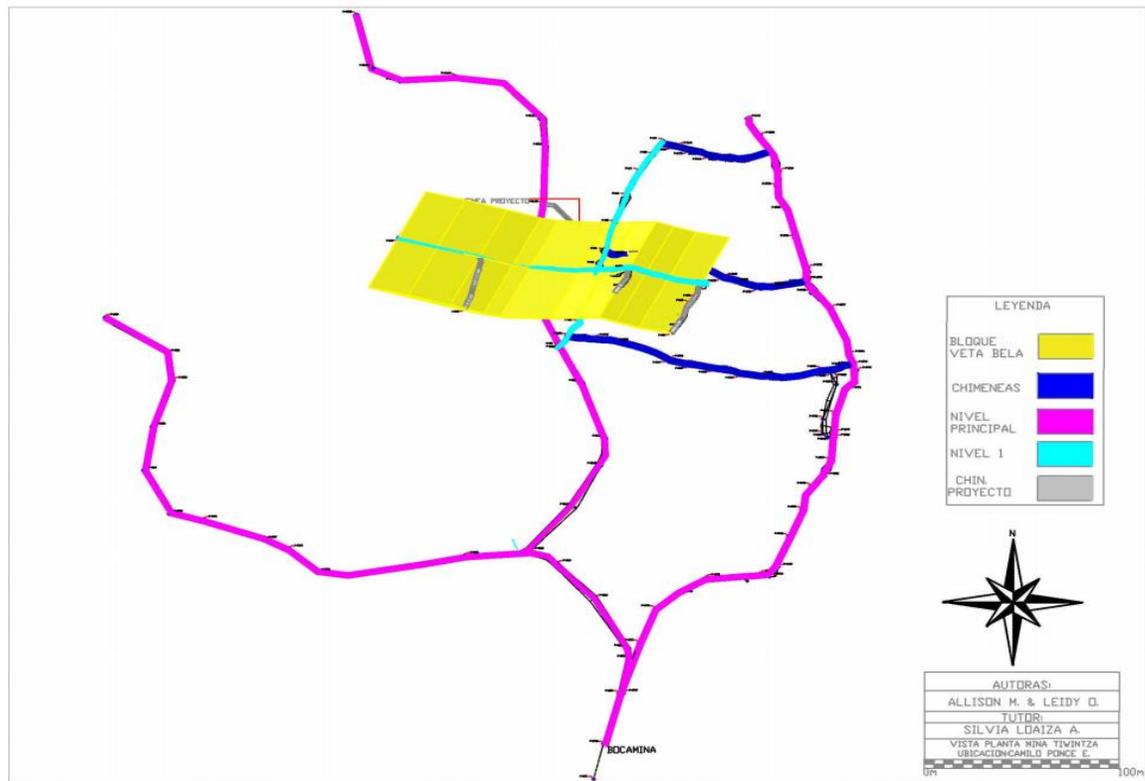


Figura 12. Topografía del área de estudio.

Fuente: Las autoras, 2019

3.2 Resistencia a la compresión simple

In situ

Con el martillo de Smith, en campo se obtiene valores de RCS entre 100 – 250 MPa.

Tabla 13 Clasificación de de RCS in situ

Fuente: Las autoras, 2019

Clase (a)	Calificación de la roca según su resistencia	Resistencia uniaxial (MPa)	Índice de carga puntal (MPa)	Estimación en terreno de la resistencia	Ejemplos
R5	Muy Resistente	100-250	4 - 10	Un trozo de roca requiere varios golpes con el martillo geológico para fracturarse	Anfibolita, arenisca, basalto, gabro, gneiss, granodiorita, caliza, mármol, riolita, toba

Ensayo en laboratorio

Los resultados obtenidos de los 3 testigos de roca fueron los siguientes:

Tabla 14. RCS en las diversas muestras tomadas de la zona de estudio.

Fuente: Las autoras, 2019

CODIFICACIÓN DE LAS MUESTRAS DE ROCA	RCS (MPa)
M1	110
M2	90
M3	103
Promedio	101

El valor medio de la RCS es de 101 MPa. Comparando los valores obtenidos con la clasificación de las rocas de acuerdo con su resistencia a la compresión propuesta por la Comisión Federal de Electricidad, 1979, se trata de una condición de resistencia alta.

Tabla 15. Clasificación de las rocas de acuerdo con su resistencia a la compresión.

Fuente: (Manual de diseño de obras civiles, B.3.4, México, Comisión Federal de Electricidad, 1979).

RESISTENCIA EN MPa	CONDICIÓN	DESCRIPCIÓN
5 a 20	Muy débil	Sedimentarias alteradas y débilmente compactadas
20 a 40	Débil	Sedimentarias y esquistos débilmente cementados
40 a 80	Resistencia media	Sedimentarias competentes; y rocas ígneas cuarzosas de densidad un poco baja
80 a 160	Resistencia alta	Ígneas competentes, metamórficas; y algunas areniscas de grano fino
160 a 320	Resistencia muy alta	Cuarcitas; rocas ígneas densas de grano fino

3.3 Geomecánica

Realizando tres estaciones geomecánica cada 50 metros en la cual se obtuvo todos los datos que se procesó en el software DIPS. En base a recolección in situ se evidenció la existencia de 2 principales familias de discontinuidades J1 Y J2 a las cuales se realizó la valoración geomecánica para clasificar al macizo rocoso.

Los resultados del procesamiento de la información identifican dos familias representativas:

Como familia principal **J1: 358/37** y como familia secundaria **J2: 91/46**

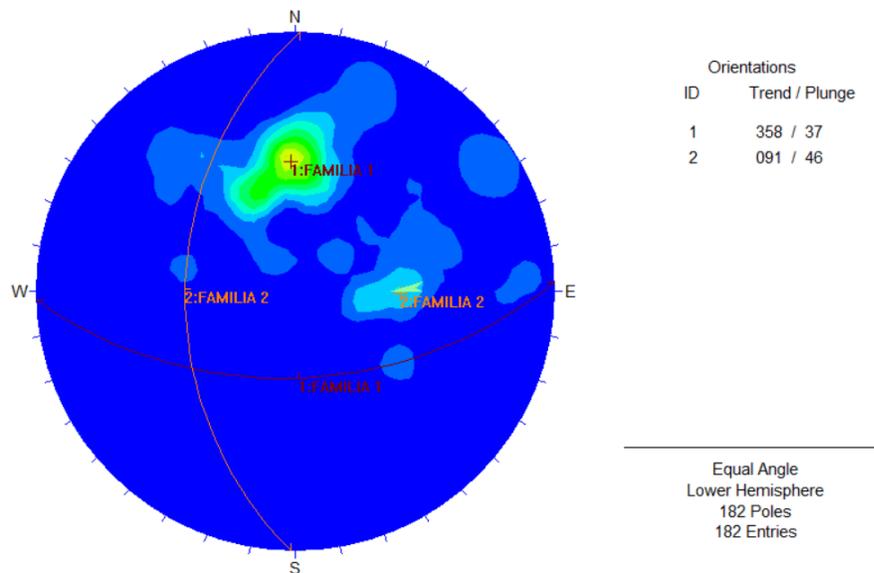


Figura 13. Familias de discontinuidades

Fuente: Las autoras, 2019

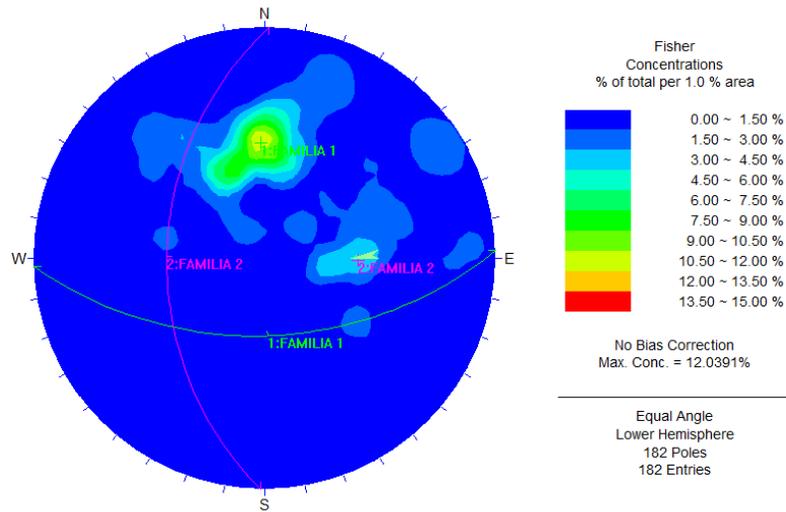


Figura 14. Densidad de polos de las principales juntas determinadas a lo largo de la labor de estudio.

Fuente: Las autoras, 2019

Para los demás metros del área de estudio no se evidenció otro tipo de familias de discontinuidades.

Valoración geomecánica de cada familia

Familia J1: 358/37

Una vez definido las principales familias identificadas a lo largo del mapeo realizado en la labor, se procede a valorar los diferentes parámetros de clasificación geomecánica RMR. (Bieniawski, 1989)

1. Resistencia a la Compresión Simple: Según los resultados de ensayos de compresión simple se tiene un valor de resistencia de 100.0 MPa.
2. RQD: Considerando las fracturas por cada metro que se presenten en campo se utilizó el criterio de Hudson para obtener una valoración siendo esta de 75-90%.

3. Separación de las discontinuidades, medido entre 20-60 cm.
4. Estado de las discontinuidades
 - a) La continuidad de las juntas se establece en un rango < 1 m.
 - b) La abertura de las juntas varía en un rango de 0,1 – 1 mm.
 - c) La rugosidad de las juntas se describe como ligeramente rugosa.
 - d) Como relleno se presenta mineral de cuarzo y carbonatos < 5 mm de carácter duro.
 - e) Las paredes de las discontinuidades no presentan alteraciones.
5. Agua Freática: No se presenta problemas de agua en las paredes de las juntas, estableciéndolas como secas.

La puntuación respectiva según (Bieniawski, 1989) se presenta en la **Tabla 16**.

Tabla 16. Valoración RMR Básico familia J1

Fuente: Las autoras, 2019

RMR Básico	
Resistencia a la compresión simple	7
RQD	17
Separación de discontinuidades	8
Estado de discontinuidades	21
Agua freática	15
TOTAL	68

Se aplica un factor de corrección al RMR Básico calculado de -2, teniendo por lo tanto un valor final **RMR=66**.

Familia J2: 91/46

La puntuación respectiva según (Bieniawski, 1989) se presenta en la **Tabla 17**.

Tabla 17. Valoración RMR Básico familia J2

Fuente: Las autoras, 2019

RMR Básico	
Resistencia a la compresión simple	7
RQD	17
Separación de discontinuidades	8
Estado de discontinuidades	23
Agua freática	15
TOTAL	70

Para la corrección por orientación, se aplica un factor de corrección al RMR Básico de -2, teniendo por lo tanto un valor final **RMR=68**

Una vez obtenido el valor del RMR, se procede a clasificar al macizo rocoso y a identificar las necesidades de sostenimiento en función del valor obtenido según la **Tabla 6**.

Con los datos de campo y de laboratorio se valoró cada uno de los parámetros como: RQD, resistencia a la compresión simple y descripción de las discontinuidades a las cuales se dió la puntuación correspondiente. Los valores de RMR después de la corrección por orientación están en la **Tabla 18**.

Tabla 18. RMR final de las familias

Fuente: Las autoras, 2019

RMR FAMILIA DE JUNTAS		
FAMILIA	RMR TOTAL	CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO
J1: 358/37	66	ROCA BUENA
J2: 91/46	68	ROCA BUENA

Dada la valoración del RMR entre 61-80 se puede clasificar el macizo como **ROCA BUENA** y como indica la **Tabla 19** también se puede observar las especificaciones con respecto al tipo de sostenimiento a ser utilizado.

Tabla 19. Resultado de clasificación del macizo y tipo de sostenimiento recomendado

Fuente: (Bieniawski, 1989).

Clase de macizo rocoso	Excavación	Sostenimiento		
		Pernos (d=20mm adhesión total)	Hormigón lanzado	Marcos de acero
Roca buena II RMR: 61-80	Avances de 1 a 1,5m a sección completa. Sostenimiento total a 20m del frente	Pernos locales en el techo, 3m de largo y espaciado de 2,5 con malla ocasional	50mm en el techo donde fuera necesario	No

3.4 Sistema de explotación

Método UBC

El método empleado es el criterio UBC, el cual considera parámetros geológicos, geométricos y geotécnicos, en la **Tabla 20** se tienen las características de la veta Bela que se encuentra en el área de estudio, las cuales fueron tomadas in situ.

Tabla 20. Características generales del yacimiento

Fuente: Las autoras, 2019

YACIMIENTO		
Geometría	Vetiforme	
Ancho	0.2	m
Inclinación	32	grados
Características geotécnicas mineral		
UCS	75	Mpa
Profundidad	310	m
P.E.	2.75	T/m3
RQD	80	%
Espaciamiento	2	ff/m
Condición estructuras	cerradas con superficie rugosa	

El mineral en la empresa Tiwintza tiene un contenido de Au alto, motivo suficiente para elegir un sistema de extracción que permita la máxima recuperación de este, como corte y relleno. El método utilizado para analizar si el sistema de explotación actualmente usado en la empresa es el más adecuado para el laboreo fue el UBC, con un ranking alto en su valoración lo que indica que es el correcto.

Tabla 21. Método de explotación

Fuente: Las autoras, 2019

Método de explotación	Total	Ranking
Corte y Relleno	35	1°
Cielo abierto	31	2°
Hundimiento por subniveles	27	3°
Almacenamiento provisional	21	4°
Pisos de hundimiento	20	5°
Con entibación	20	6°
Hundimiento de bloques	19	7°
Cámaras y pilares	16	8°
Tramos horizontales	16	9°
Tajo largo	-32	10°

Cualquier tipo de información acerca del cálculo de puntuación del método de explotación, el lector puede revisar el **Anexo 1**, en donde indica el cálculo de este.

A continuación, se presentarán las principales razones por los que el método a cielo abierto con valoración alta no funcionaría para el presente yacimiento:

- El yacimiento debe presentarse cerca de la superficie.
- La inversión en equipos mineros es muy costosa ya que los equipos son más sofisticados.
- Existe un considerable impacto ambiental.

3.5 Perforación y Voladura

Con base en la malla de perforación utilizada actualmente en la mina se tiene que el gasto de explosivos es un poco excesivo debido a la cantidad de barrenos contenidos en dicha malla y es por eso por lo que se ha procedido a optimizar la malla principalmente de la chimenea propuesta para el transporte del material del área de estudio, así como también las mallas de perforación en sobrelíneas o tajos. Con esta nueva malla diseñada se tiene un ahorro en explosivos y un menor número de barrenos, dando una sección resultante igual a la establecida, por lo tanto, el costo se ve positivamente afectado en la elaboración de la labor principal para este proyecto.

3.5.1 Perforación

El resumen de los cálculos del burden y espaciamiento de las tres primeras secciones de corte del cuele se presenta en la siguiente tabla:

Tabla 22. Burden y espaciamiento entre secciones

Fuente: Las autoras, 2019

	Burden (cm)	Espaciamiento (cm)
Primera	10,8	15,3
Segunda	15,3	32,4
Tercera	32,4	68,7

En la siguiente **Tabla 23** se presenta la información de las características de las labores actuales.

Tabla 23. Características actuales de galería de la mina Tiwintza

Fuente: Las autoras, 2019

LABOR	ANCHO (a)	ALTURA (h)	SECCIÓN (s)	PERÍMETRO (P)
Galería	2.0	2.5	5.0	8.9
Chimenea	1.5	1.5	2.3	6.0
Tajo	1.5	2.0	3.0	6.9

Tabla 24 Comparativa perforaciones en modelo propuesto vs actual

Fuente: Las autoras, 2019

LABOR	Distancia entre taladros (dt)	Coefficiente de la roca (c)	N° perforaciones PROPUESTO	N° Perforaciones ACTUAL
Galería	0.55	2.0	26	25 a 30
Chimenea	0.55	2.0	15	17 a 20
Tajo	0.55	2.0	19	21 a 25

En los resultados se evidencia que, para las galerías, el número de perforaciones que se realiza actualmente concuerda con los cálculos realizados; para la chimenea, los cálculos indican que se pueden realizar menos perforaciones de las que se realizan actualmente; y, para las labores en los tajos, se puede ver que actualmente se realizan más perforaciones que las determinadas en base a cálculos. En todos los casos

se puede optimizar el proceso de perforación mediante en diseño de las mallas para las diferentes secciones considerando el número de perforaciones calculado.

La construcción total de la chimenea será:

Parámetros para la definición del tiempo de ciclo de construcción.

$t_{Pl.}$ = Ascenso y colocación de la plataforma. (20 a 30 min.)

t_A = Acuñadura

$$t_A = 20 * S^{0,5}$$

Siendo:

S: Sección de la chimenea.

t_D = Marcar diagrama de disparo (15 a 20 min).

t_P = Perforación del diagrama de disparo.

$t_{Pl.}$ = 20 min

$t_A = 20 * S^{0,5} = 30$ min

$t_D = 15$ min

n° : número de tiros

L: largo de perforación (m)

V_P : velocidad de perforación (m/min.)

m: n° de máquinas perforadoras operando en forma simultánea

e: eficiencia por simultaneidad de perforadoras en operación (%)

e = 0,90: 1 máquina

0,80: 2 máquinas

0,75: 3 máquinas

Tiempo de perforación (t_p):

$$t_p = (n^\circ * L) / (v_p * m * e) \text{ (min)}$$

$$t_p = (15 * 1,6) / (0,2 * 1 * 0,90) \text{ (min)}$$

$$t_p = 134 \text{ min}$$

$$t_c = 2 \text{ min / tiro} = 30 \text{ min / 15 tiros}$$

$$t_{TR} = 10 \text{ min}$$

$$t_v = 12 * (2,25)^{0,5} = 18 \text{ min}$$

$$t_F: 0 \text{ min}$$

El tiempo del ciclo (T_c) es:

$$T_c = t_{PL} + t_A + t_D + t_P + t_c + t_{TR} + t_v + t_F \text{ (min)}$$

$$T_c = 20 + 30 + 15 + 134 + 30 + 10 + 18$$

$$T_c = 257 \text{ min}$$

Número de ciclos por día N_c :

$$N_c = 1440 * fop / T_c \text{ (ciclos/día)}$$

$$N_c = 1440 * 0,75 / 257$$

$$N_c = 4 \text{ ciclos / día}$$

Donde:

fop es un coeficiente de utilización del tiempo dependiente de las condiciones de operación en cada caso específico.

fop varía de 0,75 a 0,83.

Si se define como A el avance efectivo de cada disparo, el rendimiento de construcción R estará dado por:

$$R = N_c * A \text{ (m/día)}$$

$$R = 4 * 1,5 = 6 \text{ m / día}$$

La construcción total de la chimenea será:

$$\text{Tiempo de construcción total} = 75 \text{ m} / 6 \frac{\text{m}}{\text{día}} = 13 \text{ días aproximadamente}$$

Lo ideal sería trabajar 3 turnos al día y así poder repetir 3 ciclos para la construcción de la chimenea propuesta pero la empresa minera Tiwintza

únicamente trabaja 2 turnos al día por lo que el cálculo del rendimiento y tiempo total de construcción serían:

$$R = N_c * A \text{ (m/día)}$$

$$R = 2 * 1,5 = 3 \text{ m / día}$$

La construcción total de la chimenea será:

$$\text{Tiempo de construcción total} = 75 \text{ m} / 3 \frac{\text{m}}{\text{día}} = \mathbf{25 \text{ días}}$$

Tiempo de construcción total = **25 días aproximadamente**

CHIMENEA: 1.50 m x 1.50 m - 16 perforaciones

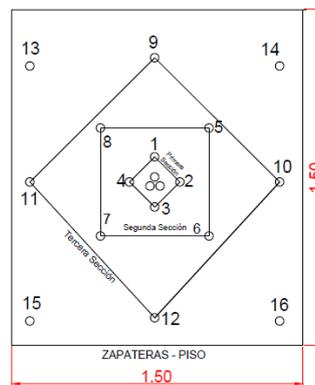


Figura 15. Malla Propuesta en Chimenea

Fuente: Las autoras, 2019

SOBRELÍNEA-TAJO: 1.50 m x 2.00 m - 20 perforaciones

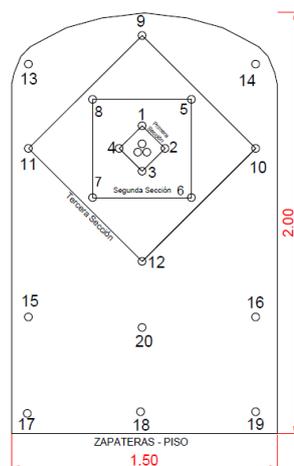


Figura 16. Malla Propuesta en Sobrelínea

Fuente: Las autoras, 2019

3.5.2 Voladura

Jimeno & Jimeno (1994), muestra un gráfico en el que se puede apreciar datos obtenidos de diferentes voladuras y en el cual se puede realizar un contraste donde se refleja el consumo de explosivos en función a la sección del túnel y el diámetro de perforación (Lara Estrada & Reza Rios, 2010).

Tabla 25. Consumo específico en función del área del túnel y diámetro de los barrenos. Estándares o resultados típicos de voladuras en túneles.

Fuente: Las autoras, 2019

LABOR	SECCIÓN (s)	Carga específica (Kg/m ³) "de acuerdo al gráfico"	Carga por avance de 1.60 m (kg)	N° perf PROPUESTO	N° de cartuchos (se suman 8 recargas)	peso total de los cartuchos de dinamita (peso de cada cartucho=190 g)	Nitrato gado explosivo	N° de nitratos encartuchados (peso de cada cartucho=150 g)
Galería	5.0	3.8	30.4	26	34	6.5	23.9	159.3
Chimenea	2.3	5.5	19.8	15	23	4.4	15.4	102.3
Tajo	3.0	4.9	23.5	19	27	5.1	18.5	123.1

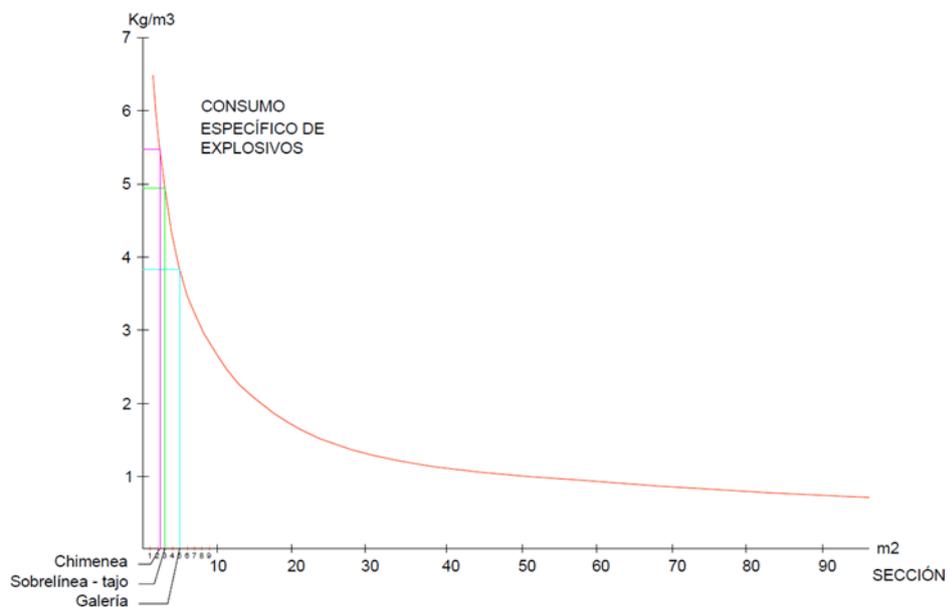


Figura 17. Curvas consumo específico por sección

Fuente: Las autoras, 2019

3.6 Ventilación

Para la ventilación del área de estudio se propone el sistema de ventilación aspirante, con el empleo de un extractor de gran capacidad que estará instalado en el final superior de la chimenea que actualmente se utiliza para el transporte de material y de personal. La finalidad del aspirador será extraer el aire viciado del área veta Bela mediante una manga de 8 pulgadas y llevarlo hacia la línea principal donde se encuentra instalado un extractor que transporta el aire de mina hacia la superficie y así evitar la recirculación del aire viciado y conseguir que el sitio siempre se encuentre ventilado y con aire fresco.

3.6.1 Diámetro de tubería de ventilación

$$d = 0.25\sqrt{A} = 0.25\sqrt{2,25} = 0.38 \text{ m}$$

3.6.2 Requerimiento por el personal

$$Q_1 = n \cdot q \cdot K_p$$

$$Q_1 = 20 \cdot 3 \cdot 1,25$$

$$Q_1 = 75 \text{ m}^3/\text{min} = 1,25 \text{ m}^3/\text{s}$$

3.6.3 Requerimiento por la cantidad de sustancia explosiva

$$Q_2 = \frac{2,25 \times S_{luz}}{60 \times t} \sqrt{\frac{k \times q_{ce} \times b \times L^2}{S_{luz}}}$$

$$Q_2 = \frac{2,25 \times 5m}{60 \times 120min} \sqrt{\frac{0,80 \times 65kg \times 40l/kg \times 250m^2}{5m}}$$

$$Q_2 = 7,95 \text{ m}^3/\text{min} = 0,13 \text{ m}^3/\text{s}$$

3.6.4 Requerimiento por la maquinaria utilizada

La cantidad de aire necesaria para este parámetro no se calculará ya que en la mina no existen equipos de combustión interna. Las locomotoras usadas son eléctricas.

De esta manera, se escogerá el valor mayor de caudal requerido, el cual se refiere al número de personas que laboran en el sector de estudio, cuyo valor es $75 \text{ m}^3/\text{min} = 1,25 \text{ m}^3/\text{s}$.

3.6.5 Velocidad del aire

$$Q = 75 \text{ m}^3/\text{min} / 5 \geq 15 \text{ m}/\text{min}$$

$$Q = 15 \text{ m}/\text{min} \geq 15 \text{ m}/\text{min}$$

El caudal elegido sí cumple con la regulación sobre la velocidad mínima requerida del aire para la ventilación.

3.7 Carga y transporte

De acuerdo con la topografía de la zona, se propone la apertura de una chimenea que sirve como conexión entre los niveles horizontales desde el tajo hasta la línea principal para el traslado del mineral, aprovechando la gravedad y así evitando el largo trayecto que tiene ese subnivel para colocar el mineral hasta el buzón, a su vez optimizar la producción del área estudiada reduciendo los costos de transporte, generando seguridad laboral a los trabajadores y mejorar la gestión y manejo ya sea del material de caja o mineral.

La sección de la chimenea es cuadrada de 1,50 x 1,50 metros con una inclinación de 55 grados y una extensión de 75 metros.

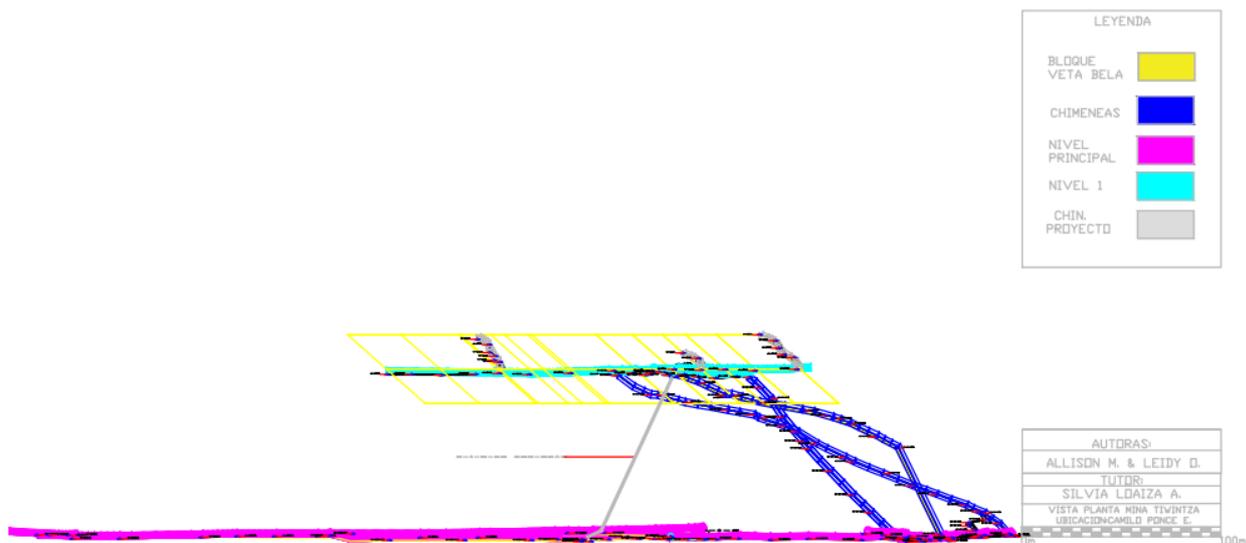


Figura 18. Propuesta de Transporte del mineral.

Fuente: Las autoras, 2019

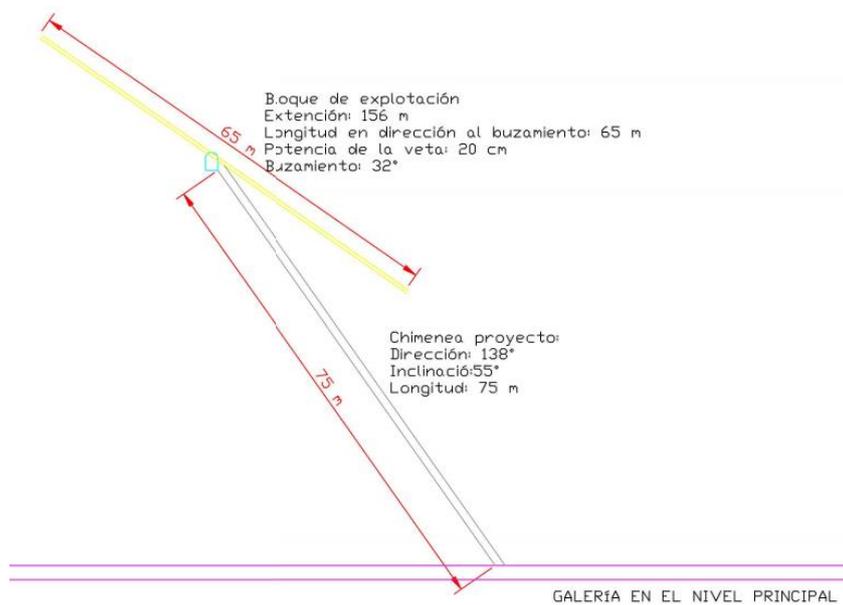


Figura 19. Chimenea propuesta

Fuente: Las autoras, 2019

3.8 Costos

3.8.1 Costos para perforación

Costo actual de perforación para una chimenea

Actualmente para el franqueo de una chimenea se tiene un presupuesto detallado de \$4.371,80, según la **Tabla 26**.

Tabla 26. Costo actual para construcción de chimeneas

Fuente: Las autoras, 2019

ITEMS	CANTIDAD	UNIDADES	VALOR UNITARIO	COSTO TOTAL
Barras de 6 pies	7	unidades	\$ 111,56	\$ 780,92
Barras de 4 pies	3	unidades	\$ 84,90	\$ 254,70
Brocas ROCKBIT	25	UNIDADES	\$ 21,36	\$ 534,00
TOTAL, GASTOS DE ÚTILES DE PERFORACIÓN				\$ 1.569,62
ACEITE 100 ROCKDRILL LUBE EP-30 (MAQ. BARRENAR)	20	galones	\$ 15,11	\$ 302,18
Mantenimiento de máquinas y compresores	varios	varios	varios	\$ 1.500,00
Varios	varios	varios	varios	\$ 1.000,00
TOTAL, GASTOS DE PERFORACIÓN				\$ 4.371,80

Costo optimizado de perforación para una chimenea.

Mediante el diseño de mallas de perforación técnicas se ha logrado reducir el valor en dólares para el franqueo de una chimenea. De acuerdo con la **Tabla 27**, el valor optimizado es de \$2.648,51.

Tabla 27. Costo optimizado para perforación

Fuente: Las autoras, 2019

ITEMS	CANTIDAD	UNIDADES	VALOR UNITARIO	COSTO TOTAL
Barras de 6 pies	4	unidades	\$ 111,56	\$ 446,24
Barras de 4 pies	1	unidades	\$ 84,90	\$ 84,90
Brocas ROCKBIT	19	UNIDADES	\$ 21,36	\$ 405,84
TOTAL, GASTOS DE ÚTILES DE PERFORACIÓN				\$ 936,98
ACEITE 100 ROCKDRILL LUBE EP-30 (MAQ. BARRENAR)	14	galones	\$ 15,11	\$ 211,53
Mantenimiento de máquinas y compresores	varios	varios	varios	\$ 1.000,00
Varios	varios	varios	varios	\$ 500,00
TOTAL, GASTOS DE PERFORACIÓN				\$ 2.648,51

3.8.2 Costos para voladura

Costo actual para voladura

En la **Tabla 28** se puede apreciar el detalle en dólares de presupuesto para la voladura en una chimenea actual, en total son \$3.876,40.

Tabla 28. Costo actual para una voladura en chimenea.

Fuente: Las autoras, 2019

ITEMS	CANTIDAD	UNIDADES	VALOR UNITARIO	COSTO TOTAL
DINAMITA EXSA 75 % 1 1/8 X 8 X 144	8	CAJA	\$ 118,99	\$ 892,46
DINAMITA EXPLOGEL III 1 1/8 X 7 X 197	4	CAJA	\$ 115,92	\$ 463,70
FULMINANTE N° 8 100 UND	18	CAJA	\$ 26,34	\$ 474,14
NITRATO DE AMONIO 50 KL.	30	SACO	\$ 26,00	\$ 780,12
MECHA RAPIDA	200	METROS	\$ 0,88	\$ 176,16
MECHA LENTA PLASTIFICADA (GUIA)	2.400	METROS	\$ 0,27	\$ 646,00
CONECTOR PARA MECHA RAPIDA	6	CAJA	\$ 43,21	\$ 259,25

Varios	varios	varios	varios	\$	184,59
TOTAL GASTOS DE VOLADURA				\$	3.876,40

Costo optimizado para voladura

La carga óptima de explosivos que se utilizarán en la nueva malla de perforación proporcionará un ahorro económico que de acuerdo con la **Tabla 29**, el costo optimizado será de \$2.948,37

Tabla 29. Costo optimizado para una voladura en chimenea.

Fuente: Las autoras, 2019

ITEMS	CANTIDAD	UNIDADES	VALOR UNITARIO	COSTO TOTAL
DINAMITA EXSA 75 % 1 1/8 X 8 X 144	6	CAJA	\$ 118,99	\$ 713,97
DINAMITA EXPLOGEL III 1 1/8 X 7 X 197	2	CAJA	\$ 115,92	\$ 231,85
FULMINANTE Nº 8 100 UND	14	CAJA	\$ 26,34	\$ 368,77
NITRATO DE AMONIO 50 KL.	25	SACO	\$ 26,00	\$ 650,10
MECHA RAPIDA	150	METROS	\$ 0,88	\$ 132,12
MECHA LENTA PLASTIFICADA (GUIA)	2.000	METROS	\$ 0,27	\$ 538,33
CONECTOR PARA MECHA RAPIDA	4	CAJA	\$ 43,21	\$ 172,83
Varios	varios	varios	varios	\$ 140,40
TOTAL GASTOS DE VOLADURA				\$ 2.948,37

3.8.3 Costos para ventilación

La instalación del sistema de ventilación mecanizado aspirante propuesto está presupuestado en \$4.483,99, según la **Tabla 30**.

Con este sistema se tendrá un beneficio en cuestión de seguridad y salud laboral, proporcionando además de un mejor ritmo de producción, un avance en el cumplimiento de la normativa legal en minería.

Tabla 30. Costos de ventilacion

Fuente: Las autoras, 2019

ITEMS	CANTIDAD	UNIDADES	VALOR UNITARIO	COSTO TOTAL
VENTILADOR -BLD-VAF8000-60	1	unidades	\$ 4.000,00	\$ 4.000,00
Mangas de 20"	100	metros	\$ 2,50	\$ 250,00
Varios	varios	varios	varios	\$ 234,00
TOTAL GASTOS EN VENTILACIÓN				\$ 4.483,99

3.8.4 Costos actuales de transporte de material

Actualmente el material extraído del bloque del área de estudio se transporta mediante carretillas por el personal y en la **Tabla 31** se muestra el detalle del gasto para esta operación.

Tabla 31. Costo actual para transportar el material

Fuente: Las autoras, 2019

COSTO DE EXTRACCIÓN	Cantidad	Valor unitario (mensual)	Total, mensual
Personal (total en los dos turnos)	4	600	\$ 2400
Costo de mantenimiento del vagón de llantas	1	100	\$ 100
TOTAL, GASTOS DE EXTRACCIÓN ACTUAL (mensual)			\$ 2,500.00

Vida Útil= 19 meses

Costo de transporte en el tiempo de vida del bloque	\$ 47,500.00
--	---------------------

3.8.5 Costos para propuesta de chimenea

En la **Tabla 32** se analizó los costos de cada subproceso más importantes que se pueden resumir para el franqueo de la chimenea de trasiego. Al realizar la evaluación, ya sea esta cualitativa o cuantitativa, lo más importante es tener presente la situación actual de mina.

Tabla 32. Costos para el franqueo de la chimenea propuesta

Fuente: Las autoras, 2019

PROCESO	VALOR (\$)
TOTAL, GASTOS DE PERFORACIÓN	\$ 2,648.51
TOTAL, GASTOS DE VOLADURA	\$ 2,948.37
TOTAL, GASTOS DE EXTRACCIÓN	\$ 600.00
TOTAL, GASTOS EN TRANSPORTE	\$ 184.62
TOTAL, GASTOS EN VENTILACIÓN	\$ 4,483.99
TOTAL, GASTOS EN INSTALACIONES	\$ 1,928.25
TOTAL, GASTOS EN MONTAJE DE ESTRUCTURAS	\$ 751.45
TOTAL, GASTOS EN ELEMENTOS DE PROTECCIÓN PERSONAL	\$ 594.72
TOTAL, GASTOS EN ENERGÍA	\$ 1,450.00
TOTAL, UTILITARIOS DE OFICINA	\$ 64.60
TOTAL, GASTOS VARIOS	\$ 1,826.31
TOTAL, SUELDOS Y SALARIOS MAS BENEFICIOS DE LEY	\$ 7,466.85
TOTAL, COSTOS OPERATIVOS PARA EL FRANQUEO DE LA CHIMENEA DE TRASIEGO	\$ 24,947.67

La inversión requerida para el franqueo de la chimenea de trasiego es de 24,947.67 USD.

Implementar la chimenea de trasiego propuesta de 75 metros llevaría aproximadamente 25 días de trabajo con 2 turnos diarios.

CAPÍTULO 4

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1 Conclusiones

- Mediante un estudio de campo en el área de estudio se observó que el sistema de extracción de la mina Tiwintza, empleado no cumplía con las mejores condiciones de producción además de ámbito en seguridad tanto para el personal como el material, evidenciando así que se necesita un diseño técnico pertinente en cada una de las operaciones unitarias que conforma la minería.
- Con el levantamiento de las estaciones geomecánicas se conoció de mayor manera el comportamiento del macizo rocoso, de esta manera se obtuvo resultados que indican y la clasifican como roca de buena calidad, sin embargo, es necesario el sostenimiento en estas estructuras a fin de mantener su estabilidad, en el presente proyecto no se abarco mayor estudio sobre este campo.
- Se propuso una malla técnica de perforación para las diferentes labores y con esto se logra disminuir el número de perforaciones, por tanto, un menor desgaste de barrenos, brocas, aceite y demás materiales. El ahorro en la optimización de esta operación será de \$1.723,29 por voladura.
- Para la operación de voladura se logró optimizar la carga óptima de explosivos y con ello el ahorro en dólares de \$928,03 por voladura.
- Con la implementación de un sistema de ventilación mecanizado se obtiene un beneficio no en el ámbito económico sino en cuestión de seguridad laboral y el costo de instalación será de \$4483,99.

- Mediante la metodología UBC se hizo la verificación de la implementación del sistema actual de explotación corte y relleno ascendente ya que las condiciones del yacimiento cumplen con los requerimientos para que este método sea beneficioso para la extracción del mineral.

4.2 Recomendaciones

- Es importante seguir con la actualización del mapa topográfico ya que es el documento principal para la planificación minera.
- Se recomienda hacer un estudio más exhaustivo en la geotecnia del área de estudio ya que con el avance en la extracción del bloque mineralizado, se tendrá nuevos datos en cuanto a la calidad del macizo rocoso.

BIBLIOGRAFÍA

1. Almeida, X. (2018). Planeamiento minero y diseño de explotación para materiales de construcción en el libre aprovechamiento San Gerardo de la Parroquia Mariano Moreno. Cuenca, Ecuador: Universidad Del Azuay.
2. Córdoba, M. &. (2011). Circuito de ventilación en minería subterránea. En M. &. Córdoba.
3. David Brusi, M. Z. (2011). Reflexiones sobre el diseño por competencias en el trabajo de campo en Geología. Enseñanza de las Ciencias de la Tierra, 4.
4. Diaz, M. (s.f.). Carga, transporte y extracción en minería subterránea. En M. Diaz, Carga, transporte y extracción en minería subterránea.
5. EXSA. (2015). <https://www.exsa.net/centro-tecnologico-de-voladuras-exsa-ctve>.
6. González de vallejo, L. I. (2004). Ingeniería Geológica. Ed. Pearson. España: Prentice Hall.
7. Gorospe, I. A. (2018). Proyectos de Minería en Ecuador. ICEX.
8. Gustafsson, R. (1977). *Técnica Sueca de Voladuras*. Nora, Suecia: SPI.
9. Iglesias, J. A. (2013). Perfeccionamiento del sistema de laboreo del nivel principal de la mina subterránea liga de oro, somilor S.A. Cuenca, Ecuador: Universidad de Cuenca .
10. Jimeno, L. (s.f.). Manual de perforacion y voladura.
11. Juan Antonio López Martín, P. (2000). Las salidas de campo: mucho más que una excursión . *Eduacar*, 100.
12. O.I.T. (2019). Obstaculos para encontrar trabajo. Obtenido de https://www.ilo.org/americas/sala-de-prensa/WCMS_655220/lang--es/index.htm
13. QS World University, R. (2019). *Top Universities*. Obtenido de <https://www.topuniversities.com/universities/escuela-superior-politecnica-del-litoral-esp#wurs>
14. School, C. M. (2019). *Mina Experimental Edgar*. Obtenido de <https://mining.mines.edu/edgar-experimental-mine/>
15. Gavilanes, H., & Andrade, B. (2004). Introducción a la Ingeniería de Túneles: Caracterización, clasificación y análisis geomecánico de macizos rocosos. *Quito*:

Asociación de Ingenieros de Minas Del Ecuador.

16. Gonzales De Vallejo, L. (2002). *Geotecnia y la mecánica de rocas*. Madrid: Prentice Hall.
17. Guevara Rojas, I., & Villanueva Bolaños, W. (2018). Evaluación y propuesta del sistema de ventilación en el sub nivel 058 en minera troy SAC-Cajamarca 2018.
18. Gustafsson, R. (1977). *Técnica sueca de voladuras*. SPI.
19. Hoek, E., & Brown, E. T. (1997). Practical estimates of rock mass strength. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 34(8), 1165–1186.
20. HOLMBERG, R. (1982). Blasting-Charge calculations for tunneling. *Underground Mining Methods Handbook*. Society of Mining Engineers.
21. Hudson, J. A., & Priest, S. D. (1979). Discontinuities and rock mass geometry. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 16(6), 339–362. Elsevier.
22. Jimeno, C. L., & Jimeno, E. L. (1994). *Manual de perforación y voladura de rocas*. IGME.
23. Kim, C. J. (2009). *Diseño y evaluación técnico económica de un nuevo sistema de carguío y transporte para la minería de hundimiento*.
24. Langefors, U., & Kihlström, B. (1978). *The modern technique of rock blasting*. Wiley.
25. Lara Estrada, C. J., & Reza Rios, R. R. (2010). Caracterización geomecánica... Geomecánica del macizo rocoso para el diseño de las labores mineras e implementación de un sistema de fortificación en el 5to nivel de producción de la empresa minera somilor s.a. universidad central del ecuador.
26. Muñoz Vásquez, L. S., & Palacios Nájera, C. A. (2019). Diseño del sistema de explotación y circuito de ventilación de la veta Cornella en la mina Sociedad Civil Minera Goldmins. escuela superior politécnica del litoral.
27. O.I.T. (2019). *Obstaculos para encontrar trabajo*. Obtenido de https://www.ilo.org/americas/sala-de-prensa/WCMS_655220/lang--es/index.htm
28. Persson, P. A., Holmberg, R., & Lee, J. (1993). *Rock Blasting and Explosives Engineering*. CRC Press.
29. Reza Ríos, R. R. (2019). “Aplicación.. de la metodología seis sigma para el aumento del rendimiento en el avance de las galerías de exploración y desarrollo

- en una empresa minera.". escuela superior politécnica del litoral.
30. Salinas T, C. (1998). Construcción de Tuneles, Piques y Chimeneas. Santiago: Departamento de Ingeniería de Minas de la Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas de la Universidad.
 31. Statista. (2018). Países líderes en la producción de cobre a nivel mundial 2018. Obtenido de <https://es.statista.com/estadisticas/635359/paises-lideres-en-la-produccion-de-cobre-a-nivel-mundial/>
 32. Valencia García, E. O. (2014). Optimización del sistema de explotación utilizado en la mina liga de oro. universidad central del ecuador facultad.
 33. Valle, V., & Marlon, R. (2017). Optimización del sistema de ventilación de la mina Charito, compañía minera Poderosa SA.
 34. Vega, A. G. (2013). *Cálculo de Reservas de la Veta "Paraíso" Mina Paraíso – Distrito Ponce Enríquez*. 101.
 35. Wright, B. y. (1973). RMR.

ANEXOS

Anexo 1

Características geotécnicas del lado yacente

UCS	72	MPa
Profundidad	310	m
P.E.	2.6	T/m ³
RQD	65	%
Espaciamiento	10	ff/m
Condición estructuras	cerradas con superficie rugosa	

Características geotécnicas del lado pendiente

UCS	71	MPa
Profundidad	310	m
P.E.	2.6	T/m ³
RQD	60	%
Espaciamiento	8	ff/m
Condición estructuras	cerradas con superficie rugosa	

Consideraciones en metodología UBC

1. Forma general		
Equi-dimencional	Todas las dimensiones están en el mismo orden de magnitud	
Platy-tabular	Dos dimensiones tienen muchas veces el mismo espesor, que no suele superar los 35m	x
Irregular	Las dimensiones varían en cortas distancias.	
2. Espesor del manto		
Muy estrecho	<3m	x
Estrecho	3-10m	

Intermedio	10-100m	
Grueso	30-100m	
Muy Grueso	>100m	

3. Inclinación		
Plano	<20 grados	
Intermedio	20-55 grados	x
Empinado	>55 grados	

4. Profundidad		
Superficial	0-100 m	
Intermedio	100-600m	x
Profundo	>600m	

5. Distribución		
Uniforme	El grado en cualquier punto del depósito no varía significativamente de la calificación media.	
Gradacional	El grado tiene características zonales, y cambia gradualmente de un lugar a otro.	
Errático	El grado cambia radicalmente en cortas distancias.	X

6. Rock mass ratings. Puntuación según Bieniawski (1989)		
---	--	--

Mineral

Muy débil	0-20	
Débil	20-40	
Moderado	40-60	
Fuerte	60-80	X
Muy Fuerte	80-100	

7. Resistencia a la Compresión Simple (MPa) / Presión del recubrimiento(MPa)		
---	--	--

Mineral

**8.9
6**

Muy débil	<5	
Débil	5 a 10	X
Moderado	10 a 15	
Fuerte	>15	

Lado Yacente		
Muy débil	0-20	
Débil	20-40	
Moderado	40-60	
Fuerte	60-80	X
Muy Fuerte	80-100	

Lado pendiente		
Muy débil	0-20	
Débil	20-40	
Moderado	40-60	
Fuerte	60-80	X
Muy Fuerte	80-100	

Lado Yacente		8.60
Muy débil	<5	
Débil	5 a 10	X
Moderado	10 a 15	
Fuerte	>15	

Lado pendiente		8.48
Muy débil	<5	
Débil	5 a 10	X
Moderado	10 a 15	
Fuerte	>15	

Condiciones del yacimiento

	Forma			Posición			Espeor			Grado de distribución			Profundidad			Valoración		
	Equidimensional	Tabular	Irregular	Plano	Moderado	Empinado	M. Estrech	Estrecho	Intermedio	Denso	M. Denso	Uniforme	Gradacional	Errático	< 100 m		100 a 600 m	> 600 m
Cielo Abierto	4	2	3	3	3	1	1	2	3	4	4	3	3	2	4	0	-49	11
Hundimiento de bloques	4	2	0	3	2	4	-49	-49	0	3	4	3	2	2	2	3	3	7
Hundimiento por subniveles	3	4	1	2	1	4	-10	1	3	4	3	4	4	3	3	4	2	12
Pisos de hundimiento	3	4	1	1	1	4	-49	-49	0	4	4	3	2	2	3	2	2	6
Tjo largo	-49	4	-49	4	0	-49	4	3	0	-49	-49	4	1	0	2	2	3	-47
Cámaras y pilares	0	4	2	4	0	-49	4	3	1	-49	-49	4	2	0	3	3	2	6
Almacenamiento provisional	0	4	2	-49	0	4	4	4	0	-49	-49	3	2	2	3	3	2	7
Corte y Relleno	1	4	4	1	3	4	3	4	4	1	0	2	3	4	2	3	4	18
Tramos horizontales	1	2	0	4	2	0	1	1	0	2	1	2	1	1	2	1	1	4
Con entibación	0	1	4	2	3	2	4	3	2	0	0	0	1	3	1	1	2	13

Anexos 1. Puntuación según método UBC

Fuente: Las autoras, 2019

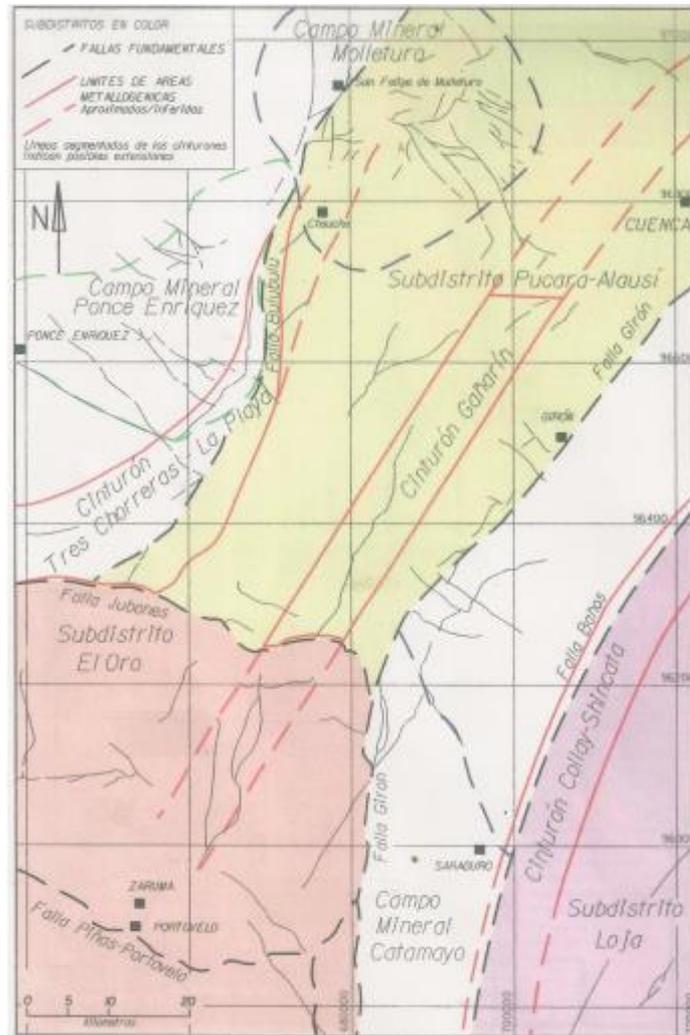
LINEA PRINCIPAL DE BOCAMINA																
	P52				0	0.96	1.15	0.88					111.24	-81.41	-69.16	111.237,-81.408,-69.162
P52	P53	116	2.56	8			0.96	1.7	2.535	2.28	-1.11	0.36	113.52	-82.52	-68.81	113.515,-82.519,-68.806
P53	P54	194	13.4	-3	2.3	0	2.4	1.1	13.382	-3.24	-12.98	-0.70	110.28	-95.50	-69.51	110.278,-95.503,-69.507
P54	P55	194	9.4	-2	0	2.5	1.8	1	9.394	-2.27	-9.12	-0.33	108.01	-104.62	-69.84	108.005,-104.618,-69.835
P55	P56	233	9	-3	2.55	0	2.3	0.8	8.988	-7.18	-5.41	-0.47	100.83	-110.03	-70.31	100.828,-110.027,-70.306
P56	P57	200	14.3	-2	0	2.5	2.45	0.9	14.291	-4.89	-13.43	-0.50	95.94	-123.46	-70.81	95.940,-123.457,-70.805
P57	P58	204	16.7	-1	2.7	0	1.77	0.92	16.697	-6.79	-15.25	-0.29	89.15	-138.71	-71.10	89.148,-138.711,-71.097
P58	P59	196	18.2	-1	0	2.8	2.5	0.6	18.197	-5.02	-17.49	-0.32	84.13	-156.20	-71.41	84.132,-156.203,-71.414
P59	P60	220	7.23	8	0	3.5	0.96	1.8	7.160	-4.60	-5.48	1.01	79.53	-161.69	-70.41	79.530,-161.688,-70.408
P60	P61	290	5.15	1	2.27	0	1.45	1.68	5.149	-4.84	1.76	0.09	74.69	-159.33	-70.32	74.692,-159.326,-70.318
P61	P62	250	8.3	-2	0	2.54	1.2	1.45	8.295	-7.79	-2.84	-0.29	66.90	-162.76	-70.61	66.897,-162.764,-70.608
P62	P63	272	19.9	1	2.3	0	0.8	1.6	19.897	-19.88	0.69	0.35	47.01	-162.07	-70.26	47.012,-162.069,-70.261
P63	P64	235	16.9	-1	0	1.7	1.5	0.95	16.897	-13.84	-9.69	-0.29	33.17	-171.76	-70.58	33.170,-171.761,-70.556
P64	P65	237	14.7	2	1.8	0	0.65	1.6	14.691	-12.32	-8.00	0.51	20.85	-173.76	-70.04	20.849,-173.762,-70.043
P65	P66	203	21.25	-1	2	0	0.94	1.3	21.247	-8.30	-19.58	-0.37	12.55	-193.52	-70.41	12.548,-193.520,-70.414
P66	P67	195	29.7	0	0	2.7	1.6	1.4	29.700	-17.69	-28.69	0.00	4.86	-228.01	-70.41	4.861,-228.008,-70.414
P67	P68	245	30.15	0	2.4	0	1.45	1.47	30.150	-27.33	-12.74	0.00	-22.46	-240.75	-70.41	-22.464,-240.750,-70.414
	P52				0	0.96	1.15	0.88					111.24	-81.41	-69.16	111.237,-81.408,-69.162
P52	P69	53	3.1	1	3.7	0	1	1.3	3.100	2.48	1.87	0.05	113.71	-79.54	-69.11	113.712,-79.542,-69.108
P69	P70	300	1.2	22	2.3	1.5	2	1.3	1.113	-0.96	0.56	0.45	112.75	-78.39	-68.66	112.749,-78.386,-68.659
	P69				3.7	0	1	1.3					113.71	-79.54	-69.11	113.712,-79.542,-69.108
P69	P71	0	10.3	-1	0	2.2	1.56	1.3	10.298	0.00	10.30	-0.18	112.75	-68.69	-68.84	112.749,-68.688,-68.838
P71	P72	27	14.52	-2	2.3	0	1.9	0.82	14.511	6.59	12.93	-0.51	119.34	-55.76	-69.35	119.337,-55.758,-69.345
P72	P73	25	12.5	0	2.1	0	0.95	1.2	12.500	5.28	11.33	0.00	124.62	-44.43	-69.35	124.619,-44.429,-69.345
P73	P74	330	3.9	10	1.29	0.88	2	1.75	3.841	-1.92	3.33	0.68	122.70	-41.10	-68.67	122.699,-41.103,-68.668
P74	P75	220	1	22	0.8	1.5	1.5	2	0.927	-0.60	-0.71	0.37	122.10	-41.81	-68.29	122.103,-41.813,-68.293
	P74				1.29	0.88	2	1.75					122.70	-41.10	-68.67	122.699,-41.103,-68.668
P74	P76	345	6.1	-4	1.65	0	1.3	1.1	6.085	-1.57	5.88	-0.43	121.12	-35.23	-69.09	121.124,-35.225,-69.093
P76	P77	340	28.2	-1	1.7	0	2.2	0.97	28.196	-9.64	26.50	-0.49	111.48	-8.73	-69.59	111.481,-8.730,-69.586
P77	P78	308	13.55	-1	0	4	1.6	1	13.548	-10.68	8.34	-0.24	100.80	-0.39	-69.82	100.805,-0.389,-69.822
P78	P79	350	7.34	-1	3.5	0	1.26	0.75	7.339	-1.27	7.23	-0.13	99.53	6.84	-69.95	99.530,6.838,-69.950
P79	P80	242	4	22	0.7	1.87	2.7	1.64	3.709	-3.27	-1.74	1.50	96.26	5.10	-68.45	96.256,5.097,-68.452

Anexos 2. Datos topográficos tomados en campo

Fuente: Las autoras, 2019

0+016	0+017	J1 J3	1 0	156 190	46 41		7			2	32	#			20		8			0	6			3	-	6		6		15								
															7		20		14		1		3	4.3	-	6		6		15								
0+017	0+019	J1 J2 F	1 0 0	156 190 235	46 41 83		7			3	88	#			17		10			2	0	6		3	-	6		6		15								
															7		17		13.3		2		2	4.3	-	6		6		15								
0+019	0+020	J1 J2	1 1	156 214	46 46		7			2	32	#				8		8		4	0	6		3	-	6		6		15								
															7		20		8		2		2	4.3	-	6		6		15								
0+020	0+022	J1 J2	7 2	274 247	31 80		7			2	32	#				8		8		6	4	6		3	-	6		6		15								
															7		20		8		2		3.5	3	-	6		6		15								
0+022	0+025	J1 J2 J3 J4	3 0 0 0	274 204 198 94	31 82 78 61		7			3	88	#			17		8		6		6		3	-	6		6		15									
															7		17		8		2		3.5	3	-	6		6		15								
0+025	0+028	J1 J2	0 1	229 156	23 46		7			1	96	#			20		4		4		6		3	-	6		6		15									
															7		20		20		4		3	4.5	-	6		6		15								
0+028	0+033	J1 J2 J3	3 0 2	163 228 229	45 42 58		7			2	32	#			20		8		4		6		5	-	6		6		15									
															7		20		12.6		4		4.3	5	-	6		6		15								
0+033	0+038	J1 J2 J3 J4 J5 J6	0 2 1 2 0 0	163 228 200 264 270 277	45 42 78 35 45 42		7			4	84	#			17		10		4		6		5	-	6		6		15									
															7		17		10		4		3	4.5	-	6		6		15								

Anexo 4



Anexo 4. Mapa de las Subdivisiones del Distrito Azuay.

Fuente: Evaluación de Distritos Mineros del Ecuador, Junio 2000