

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

Diseño del sistema de explotación y circuito de ventilación de la veta
Cornella en la mina Sociedad Civil Minera GOLDMINS

PROYECTO INTEGRADOR

Previo la obtención del Título de:

Ingeniero de Minas

Presentado por:

Lisbeth Solange Muñiz Vásquez

Carlos Alberto Palacios Nájera

GUAYAQUIL - ECUADOR

Año: 2019

DEDICATORIA

Dedicada a mi adorada madre. A mis abuelos Alejandro y María, mis tíos Leiner y Fátima. Por mi familia me levanto cada día y sigo adelante.

A Allan, la persona que ha estado a mi lado a lo largo de estos años universitarios, en mis mejores, peores momentos, y continúa apoyándome.

Solange Muñiz Vásquez

DEDICATORIA

El presente trabajo se lo dedico principalmente a Dios, por permitirme llegar a este momento de mi vida, ser mi inspiración y darme fuerza para mantenerme en este proceso, logrando uno de mis anhelos más deseados.

A mis padres, Carlos y Lourdes, quienes, con su amor, sacrificio, apoyo y sabiduría, fueron fundamentales para cumplir hoy un sueño más, Gracias por formar la persona que soy y la motivación constante para lograr mis objetivos.

A Dayana, mi compañera de vida, por estar conmigo en los buenos y malos momentos de manera incondicional, y por ese apoyo para alcanzar mis metas.

Carlos Palacios Nájera

AGRADECIMIENTOS

Me quedo con un profundo sentimiento de gratitud para todos aquellos profesores me han ayudado durante mi etapa universitaria, con sus consejos y sabiduría, entre ellos, el Dr. Paúl Carrión, Dra. Elizabeth Peña e Ing. Esmilka Guerra.

A la S.C Minera GOLDMINS, por permitirnos realizar nuestro proyecto integrador en su empresa, y al Ing. Iván Oscullo quién nos ayudó durante nuestra estadía en mina.

A todas las personas que de una manera u otra me han brindado ese *pequeño empujoncito* cuando más lo he necesitado.

Solange Muñiz Vásquez

AGRADECIMIENTOS

Agradezco a los profesores que tuve durante toda mi carrera politécnica, por haberme brindado las herramientas para lograr este tan anhelado objetivo.

A la Sociedad Civil Minera Goldmins, representada por el Sr. Jordi Pesantes, por la apertura y facilidades brindadas en sus instalaciones para el desarrollo del presente trabajo. Y de manera especial, al Ing. Iván Oscullo de la empresa, por ser nuestro tutor en los trabajos de campo, brindado la ayuda en todas las solicitudes realizadas.

Carlos Palacios Nájera

DECLARACIÓN EXPRESA

“Los derechos de titularidad y explotación, nos corresponde conforme al reglamento de propiedad intelectual de la institución; *Lisbeth Solange Muñiz Vásquez* y *Carlos Alberto Palacios Nájera* damos nuestro consentimiento para que la ESPOC 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”

Lisbeth Muñiz Vásquez

Carlos Palacios Nájera

EVALUADORES

.....
Ing. José Moreno

PROFESOR DE LA MATERIA

.....
Ing. Jesús Crespo

PROFESOR TUTOR

RESUMEN

El objetivo de este proyecto integrador es diseñar un método de explotación y un circuito de ventilación para un yacimiento vetiforme, en la mina Sociedad Civil Minera GOLDMINS. La necesidad surge debido a que en la mina se tiene una veta que requiere un método de explotación diferente al empleado actualmente, de tal manera que se adapte a las características de esta. Adicionalmente, en dicho sector existe una deficiencia de oxígeno y altas concentraciones de gases, lo que no permite un ambiente de trabajo ergonómico.

Para la realización del proyecto se recopiló toda la información primaria requerida, además, se realizaron mediciones in situ para la caracterización geomecánica y el desarrollo del circuito de ventilación.

Se seleccionó el método de cámaras y pilares con base en criterios geológicos, técnicos, sociales y ambientales. El diseño de explotación se realizó mediante la utilización de varias metodologías empíricas ampliamente aplicadas para el dimensionamiento de pilares de soporte, corona y barrera. El circuito de ventilación propuesto consta de un sistema combinado, en donde el caudal será proveído a los sectores desde un ventilador axial y los gases serán extraídos mediante un sistema existente, que utiliza blowers para movilización de gases hasta exterior de mina.

Palabras Clave: Diseño, minería subterránea, método de explotación, circuito de ventilación.

ABSTRACT

The aim of this project is to design a mining method and a ventilation circuit for a vein-type deposit, in “GOLDMINS” mine. The requirement emerges because the mine has a mineral deposit that requires a different mining method to the currently used, so that it could adapt to the characteristics of the mine. Furthermore, in this sector there is an oxygen deficiency and high concentrations of gases, which does not allow an ergonomic workplace environment.

For the development of this study, all the required primary information was collected, in addition, in situ measurements were needed for the geometric characterization and design of the ventilation circuit.

Room and pillar mining method was selected based on geological, technical, social and environmental criteria. The mining design was carried out using several empirical methodologies applied for the dimensioning of support, crown and barrier pillars. The proposed ventilation circuit consists of a combined system, where the flow will be propelled to the sectors from an axial fan and the gases will be extracted by an existing system, which uses blowers for the mobilization of gases to the outside of the mine.

Keywords: Design, Underground mining, Mining Method, Ventilation Circuit.

ÍNDICE GENERAL

RESUMEN.....	I
ABSTRACT.....	II
ABREVIATURAS	VI
SIMBOLOGÍA	VII
ÍNDICE DE FIGURAS	IX
ÍNDICE DE TABLAS	XI
ÍNDICE DE ECUACIONES	XIII
CAPÍTULO 1	1
1. INTRODUCCIÓN	1
1.1 Descripción del problema.....	1
1.2 Justificación del problema	2
1.3 Objetivos.....	2
1.3.1 Objetivo General.....	2
1.3.2 Objetivos Específicos	2
1.4 Marco Teórico	3
1.4.1 Ubicación.....	3
1.4.2 Geología	3
1.4.3 Situación Actual	4
1.4.4 Sistema de Explotación	5
1.4.5 Ventilación Minera	10
CAPÍTULO 2	15
2. METODOLOGÍA	15
2.1 Recopilación de datos.....	16
2.2 Toma de datos in situ.....	17

2.2.1 Para la selección del sistema de explotación.....	17
2.2.2 Para el diseño del circuito de Ventilación.....	19
2.3 Procesamiento de Datos	21
2.3.1 Para Sistema de Explotación.....	21
2.3.1.1 Determinación de densidad aparente de las rocas – Método con parafina	21
2.3.1.2 Criterios de Selección de método	22
2.3.1.3 Selección del Método de Explotación	25
2.3.1.4 Reservas del mineral	27
2.3.1.5 Diseño del método de Explotación.....	33
2.3.1.6 Proyección de bloques de explotación.....	41
2.3.1.7. Ritmo de producción	42
2.3.1.8 Perforación y Voladura	43
2.3.1.9 Carga y Transporte	50
2.3.2 Para Sistema de Ventilación.....	53
2.3.2.1 Cálculo de Caudales.....	53
2.3.2.2 Cálculo de Resistencias y Caída de Presión.....	55
2.3.2.3 Diseño final del sistema de ventilación.....	58
CAPÍTULO 3	59
3. RESULTADOS Y ANÁLISIS	59
Análisis de Costos	63
CAPÍTULO 4.....	65
4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	65
Conclusiones	65
Recomendaciones	66
BIBLIOGRAFÍA.....	67

APÉNDICES	70
-----------------	----

ABREVIATURAS

ARCOM	Agencia de Regulación y Control Minero
ASTM	American Society for Testing and Materials
ESPOL	Escuela Superior Politécnica del Litoral
NACE	National Association of Corrosion Engineer
SSC	Electrodo de Plata Cloruro de Plata
UBC	University of British Columbia

SIMBOLOGÍA

Ag	Plata
ANFO	Ammonium Nitrate - Fuel Oil
Au	Oro
CH ₄	Metano
cm	Centímetros
CO	Monóxido de carbono
CO ₂	Dióxido de carbono
Cu	Cobre
EW	Este – Oeste
g	Gramos
H ₂	Hidrógeno Molecular
H ₂ S	Ácido sulfhídrico
ha	Hectáreas
hp	Horse Power
Hz	Hertz
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
mg	Miligramo
mil	Milésima de pulgada

MPa	Mega Pascales
m.s.n.m	Metros sobre el nivel del mar
mV	Milivoltio
N ₂	Nitrógeno molecular
NS	Norte – Sur
pH	Potencial de Hidrógeno
ppm	Partes por millón
RMR	Rock Mass Rating
RQD	Rock Quality Designation
RSS	Resistance of Simple Stress
TBH	Temperatura bulbo húmedo
TBS	Temperatura bulbo seco
t	Tonelada
V	Voltios
Var	Varianza

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. 1 Ubicación de la Mina S.C Minera GOLDMINS	3
Figura 1. 2 Gases existentes en mina subterránea	11
Figura 2. 1 Metodología aplicada para el desarrollo del proyecto.....	16
Figura 2. 2 Topografía de la mina GOLDMINS.....	17
Figura 2. 3 Ábaco para determinar la Resistencia por medio del martillo de Schmidt [Proceq S.A, 2017]	18
Figura 2. 4 Esquema de la Mina S.C Minera GOLDMINS	19
Figura 2. 5 Puntos de toma de datos de velocidad del viento.....	20
Figura 2. 6 Clasificación de Métodos Según Selección Multicriterio	24
Figura 2. 7 Ubicación de muestras en bloque de explotación.....	28
Figura 2. 8 Leyes de cobre con outliers.....	29
Figura 2. 9 Histograma normal de leyes de Cu.	30
Figura 2. 10 Histograma lognormal de leyes de Cu.....	30
Figura 2. 11 Variograma Omnidireccional del Cu	31
Figura 2. 12 Interpolación del modelo de bloques	31
Figura 2. 13 Categorización de los valores de interpolación.....	32
Figura 2. 14 Dimensionamiento de los pilares de soporte	33
Figura 2. 15 Materiales que comprende la cámara	33
Figura 2. 16 Diagrama de dimensionamiento del área tributaria	34
Figura 2. 17 Esquema final de un bloque de explotación	40
Figura 2. 18 Seccionamiento de bloques y cámaras en el yacimiento.....	41
Figura 2. 19 Esquema de bloques finales en yacimiento mineral	41
Figura 2. 20 Bloques totales en el yacimiento mineral.....	42
Figura 2. 21 Secuencia de explotación diaria	44
Figura 2. 22 Cuele quemado de 4 secciones en malla de estéril.....	46
Figura 2. 23 Malla de perforación en estéril	48
Figura 2. 24 Malla de perforación por desbanque	49
Figura 2. 25 Esquema de y transporte de material explotado.....	51

Figura 2. 26 Esquema de resistencias del aire en galerías	55
Figura 2. 27 Circuito de ventilación combinado	58
Figura 3. 1 Factor de Seguridad en función de W/H.....	60
Figura 3. 2 Coeficiente de extracción en función de W/H	60
Figura 3. 3 Influencia del coeficiente de extracción vs nivel de esfuerzo del pilar de soporte.....	61
Figura 3. 4 Comparación de caudales de aire	62

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. 1 Características técnicas de Blower utilizado en mina.	5
Tabla 1. 2 Técnicas de Muestreo [Bustillo & López Jimeno, 1997].....	7
Tabla 1. 3 Clasificación de métodos de explotación subterránea	8
Tabla 1. 4 Criterios de Selección de Método de Explotación UBC	10
Tabla 1. 5 Valor Permisible Límite [Reglamento de.....	12
Tabla 2. 1 Características del yacimiento Veta Cornella	22
Tabla 2. 2 Resultados de valoración de Método de.....	23
Tabla 2. 3 Resultados de valoración de Método de.....	23
Tabla 2. 4 Resultados de valoración	24
Tabla 2. 5 Características que no hacen viable.....	25
Tabla 2. 6 Características que no hacen viable.....	25
Tabla 2. 7 Características que no hacen viable.....	26
Tabla 2. 8 Comparación de Métodos Oportunos	26
Tabla 2. 9 Comparación de método de cámaras.....	27
Tabla 2. 10 Leyes de corte.....	28
Tabla 2. 11 Datos estadísticos de las leyes	29
Tabla 2. 12 Outliers obtenidos	29
Tabla 2. 13 Resultados de valoración	32
Tabla 2. 14 Tonelaje de Cu por categoría	32
Tabla 2. 15 Datos para cálculo de esfuerzo sobre cada pilar	34
Tabla 2. 16 Datos para el cálculo de resistencia de cada pilar	35
Tabla 2. 17 Datos para el cálculo de resistencia de pilares en roca yacente ...	36
Tabla 2. 18 Datos para la determinación del coeficiente de extracción	36
Tabla 2. 19 Datos para la determinación de la longitud de los pilares de barrera	37
Tabla 2. 20 Datos para el cálculo del esfuerzo aplicado al pilar barrera.....	37
Tabla 2. 21 Datos para el cálculo de resistencia de cada pilar	38
Tabla 2. 22 Datos para el cálculo de resistencia de cada pilar	38
Tabla 2. 23 Datos para el cálculo de resistencia de cada pilar	39
Tabla 2. 24 Parámetros iniciales para cálculos de perforación.....	43

Tabla 2. 25 Avances en frente de explotación.....	43
Tabla 2. 26 Parámetros para cálculo de carga de explosivos.....	45
Tabla 2. 27 Parámetros para malla de perforación.....	45
Tabla 2. 28 Fórmulas según Ash para dimensionamiento de cuele.....	46
Tabla 2. 29 Burden y espaciamiento de secciones de cuele	46
Tabla 2. 30 Formulas para cálculo de espaciamientos en resto de voladura...	47
Tabla 2. 31 Resultados de cálculos resto de voladura	47
Tabla 2. 32 Cálculo de explosivos para malla 1	48
Tabla 2. 33 Explosivos totales necesarios en la malla 1	48
Tabla 2. 34 Parámetros para cálculo de carga de explosivos.....	49
Tabla 2. 35 Parámetros para cálculo de carga de explosivos.....	49
Tabla 2. 29 Cálculo de explosivos para malla 2	50
Tabla 2. 37 Explosivos totales necesarios en la malla 2.....	50
Tabla 2. 38 Detalles del sistema de acarreo.	51
Tabla 2. 39 Tiempos de ciclo y rendimiento del sistema Scrapper	52
Tabla 2. 40 Viajes que debe realizar la locomotora	52
Tabla 2. 41 Tiempos de ciclo por locomotora	52
Tabla 2. 42 Caudales según norma. [Art.138 del S.S N°72]	53
Tabla 2. 43 Parámetros para el cálculo de caudales	53
Tabla 2. 44 Resultado de caudales para veta Cornella	54
Tabla 2. 45 Resultado de caudales para veta Vizcaya	54
Tabla 2. 46 Resultado de cálculo de presión y resistencias para galerías	55
Tabla 2. 47 Resultado de cálculo de presión y resistencias	56
Tabla 3. 1 Parámetros empleados para la determinación de relaciones de w/h del pilar	59
Tabla 3. 2 Equipos y materiales empleados en el proyecto.....	63
Tabla 3. 3 Costos operativos de mina	63

ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 1.1	Determinación del índice Q de Barton
Ecuación 1.2	Ley media en distribuciones Normales
Ecuación 1.3	Ley media en distribuciones Log – Normales
Ecuación 1.4	Caudal por número de personas
Ecuación 1.5	Caudal por maquinaria
Ecuación 1.6	Caudal por producción Minera
Ecuación 1.7	Caudal por consumo de explosivos
Ecuación 1.8	Caudal Total
Ecuación 1.9	Pérdidas de carga
Ecuación 1.10	Caudal en base a la velocidad del aire
Ecuación 1.11	Pérdidas de Carga modificada
Ecuación 1.12	Resistencia en labores mineras
Ecuación 2.1	Densidad aparente de la roca
Ecuación 2.2	Presión de recubrimiento
Ecuación 2.3	Cálculo de valores atípicos
Ecuación 2.4	Esfuerzos sobre pilares
Ecuación 2.5	Área tributaria
Ecuación 2.6	Confinamiento promedio de los pilares
Ecuación 2.7	Fricción interna de los pilares
Ecuación 2.8	Resistencia de los pilares
Ecuación 2.9	Factor de Seguridad
Ecuación 2.10	Coefficiente de extracción
Ecuación 2.11	Ancho de pilar barrera
Ecuación 2.12	Ancho crítico de pilar corona
Ecuación 2.13	Ancho escalado de pilar corona
Ecuación 2.14	Probabilidad de Fallo
Ecuación 2.15	Potencia relativa de explosivo con respecto al ANFO

Ecuación 2.16	Concentración Lineal de carga
Ecuación 2.17	Factor por diámetro de taladro según Ash (1963)
Ecuación 2.18	Perforación específica
Ecuación 2.19	Piedra según método de Andersen (1952)
Ecuación 2.20	Espaciamiento para mallas rectangulares
Ecuación 2.21	Burden para perforación por desbanque
Ecuación 2.22	Tiempo total de ciclo para sistema Scrapper
Ecuación 2.23	Rendimiento efectivo del sistema Scrapper
Ecuación 2.24	Velocidad de circulación de aire
Ecuación 2.25	Resistencias en serie
Ecuación 2.26	Resistencias en paralelo
Ecuación 2.27	Orificio equivalente
Ecuación 2.28	Diámetro de tubería de ventilación
Ecuación 2.29	Resistencia en manga de ventilación
Ecuación 2.30	Potencia del ventilador

CAPÍTULO 1

1. INTRODUCCIÓN

La mina Sociedad Civil Minera GOLDMINS desarrolla sus labores en la parroquia Malvas, geológicamente forma parte del subdistrito aurífero polimetálico Zaruma-Portovelo, inició su fase de exploración y explotación de forma simultánea en el año 2005, empezando con una producción de 200 t/día (Chuqui, 2017).

En la actualidad, la mina se encuentra conformada por las concesiones Malvas 1, Zudos 1, Murciélago – Vizcaya y Corvis, con una producción de 300 t/día, categorizándola en el régimen de pequeña minería según el Título IX, de la Ley de Minería de la República del Ecuador, 2018. El metal objeto de extracción, es el Cu, aunque en ocasiones la mena posee minerales valiosos como el Ay y la Ag.

El área de estudio corresponde a la veta Cornella, la cual se encuentra ubicada en la concesión Corvis, a 2.5 km de la bocamina en el nivel principal, la misma que posee rumbo NS, buzamiento de aproximadamente 38° EW, y que, de acuerdo con los muestreos y proyecciones realizadas por la empresa, se encuentra en condiciones de ser explotada, se tiene previsto que a largo plazo este yacimiento logre abastecer la producción actual de la mina.

En consecuencia, es fundamental el empleo de un sistema de explotación con su respectivo circuito de ventilación, que maximice los beneficios para la empresa, teniendo en cuenta, al personal laboral, acondicionamiento ambiental y población aledaña que puede verse afectada por las actividades mineras.

1.1 Descripción del problema

La mina Sociedad Civil Minera GOLDMINS, actualmente, para las vetas que se encuentran en explotación, emplea una técnica de laboreo inclinado que aprovecha el efecto gravitacional. Debido a las características geométricas de la veta Cornella no es factible el empleo de este método, por lo que se requiere un método y diseño del sistema de explotación acorde a las propiedades de ésta.

Adicionalmente, los análisis de la calidad de aire en las labores periféricas y de acceso a la zona de estudio demuestran una deficiencia en las condiciones atmosféricas que afectan al personal de la mina, exponiéndolos al riesgo de asfixia y enfermedades respiratorias.

1.2 Justificación del problema

Este proyecto de investigación ofrece a la empresa la posibilidad de aplicar un método de explotación mediante un diseño que se adapte a las propiedades de la veta Cornella, cumpliendo con los parámetros técnicos, económicos, sociales y ambientales, y así garantizando el máximo costo beneficio.

De igual manera, expone una alternativa de optimización del circuito de ventilación, en donde el caudal de aire sea el adecuado, y los gases contaminantes sean aspirados eficientemente.

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo General

Diseñar el sistema de explotación y un circuito de ventilación para la veta Cornella, a través de una metodología de ingeniería que considere los parámetros técnicos, económicos, sociales y ambientales, para la extracción de los recursos minerales.

1.3.2 Objetivos Específicos

1. Seleccionar un método de explotación para la veta Cornella mediante la clasificación UBC y técnicas de decisión multicriterio.
2. Determinar el diseño de las labores del método seleccionado para el bloque de explotación.
3. Proponer un circuito de ventilación del sector de estudio, en base a parámetros medidos en interior de mina, y, los caudales de aires, resistencias y pérdidas de presión calculadas.

1.4 Marco Teórico

1.4.1 Ubicación

La mina Sociedad Civil Minera GOLDMINS se encuentra ubicada en la provincia de El Oro, cantón Zaruma, sector El Portete, vía Malvas. Al suroeste de la República del Ecuador.

La veta Cornella se localiza en la concesión Corvis código 145, la cual tiene una superficie de 22 ha, con coordenadas PSAD56, zona 17S x: 654351 y: 9593605, a una cota de 1090 m.s.n.m. (Figura 1.1)

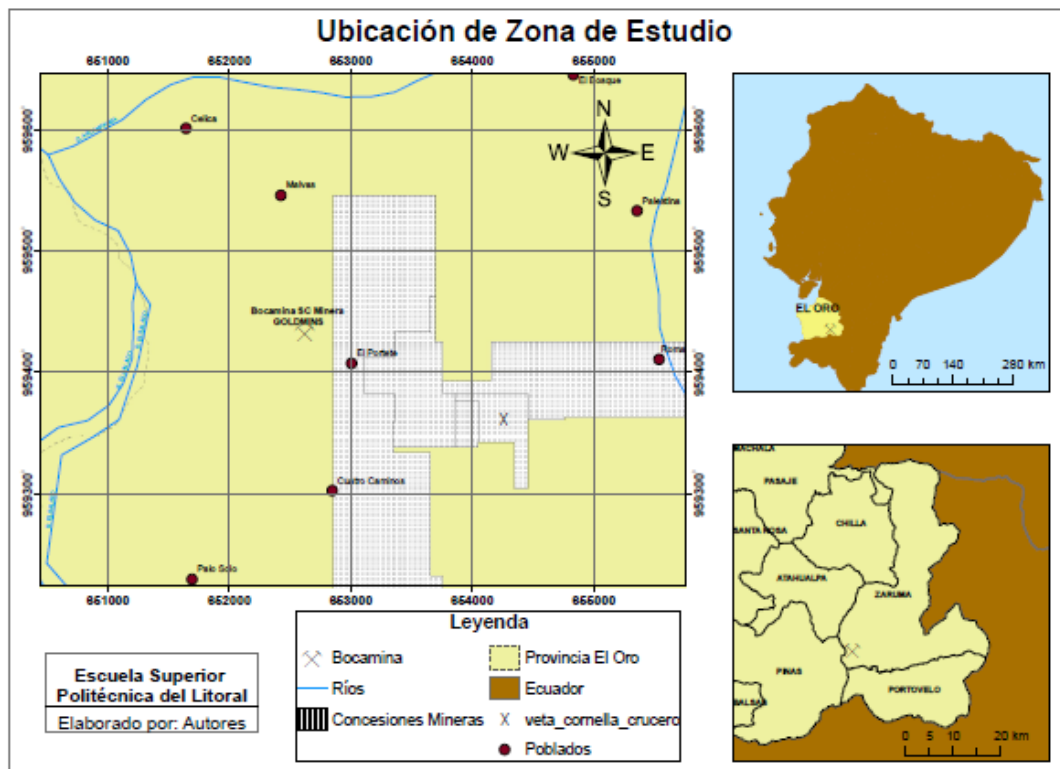


Figura 1. 1 Ubicación de la Mina S.C Minera GOLDMINS

1.4.2 Geología

1.4.2.1 Geología Regional

En el distrito Zaruma – Portovelo, se presentan afloramientos de rocas metamórficas, ígneas y sedimentarias de edad Paleozoica hasta cuaternaria. El rasgo estructural más importante es la falla regional Piñas – Portovelo, con sentido Este – Sureste, la misma que separa dos unidades geológicas entre el

grupo Saraguro y el Complejo metamórfico El Oro, formando el límite sur del sistema de vetas auríferas (Agencia de Regulación y Control Minero, 2016).

1.4.2.2 Geología Local

La estructura geológica del sector está formada por flujos lávicos andesíticos al Noroeste, presentando una composición hornblendica de texturas porfiríticas y de manera más específica, andesitas de composición basáltica; hacia el sur presenta una textura afanítica con alteración hidrotermal propilítica. Hacia el noreste de la zona, afloran tobas dacíticas cloríticas y diques andesíticos basálticos de textura porfirítica (Arias, 2017).

1.4.3 Situación Actual

La mina Sociedad Civil Minera GOLDMINS, se encuentra actualmente en etapa de explotación y exploración simultánea. El material es extraído desde frentes de explotación ubicados en diferentes sectores de la mina. La roca para todos los sectores es considerada como roca dura, ya que no requiere sostenimiento, exceptuando lugares que presenten fallas geológicas.

El arranque del mineral se realiza utilizando perforadoras de aire comprimido, la longitud de cada barreno es de 1.4 m, con un avance efectivo de 1.2 m en dirección de la veta. La malla de perforación en avances de galerías consta de 33 a 38 perforaciones, mientras que, para chimeneas, presenta de 22 a 23 perforaciones. Para las voladuras se toma en cuenta la condición del medio, sea este húmedo o seco. En un ambiente húmedo el carguío de explosivos incluye emulsión como cebo, el cual se encuentra conectado al fulminante y la guía seguida de 3 cartuchos de ANFO, mientras que, en el seco, como carga de fondo se utiliza dinamita.

Para el transporte del material hacia el nivel principal, si los frentes de explotación están ubicados en una cota inferior del nivel de transporte, se emplean winches de izaje, mientras que, si el frente de explotación está en una cota superior se aprovecha el efecto gravitacional, disponiendo el material directamente a los buzones, desde los frentes. En el nivel principal o de transporte se emplean 4

locomotoras para los diferentes sectores de la mina, que transportan de 10 a 15 vagones de forma simultánea, cada vagón utilizado tiene una capacidad de 1.5 t. Para cumplir con la producción diaria, se efectúan 2 turnos de trabajo. El primer turno es desde las 7 am a 1 pm y el segundo turno desde las 7 pm hasta la 1 am. Las voladuras son realizadas al finalizar cada turno de trabajo.

El sistema de ventilación utilizado para proveer caudal de aire a la mina es el natural. Para la extracción de gases se utilizan blowers, cuyas características se especifican en la tabla 1.1.

Tabla 1. 1 Características técnicas de Blower utilizado en mina.

Marca	SIEMENS
Origen	China
Voltaje	220V/60 Hz
Potencia	15 hp
Amperaje	18/22
Eficiencia	87.5%

La veta Cornella se encuentra a aproximadamente 2.5 km del socavón ubicado en el nivel principal, cuenta con un crucero de 1 km desde la veta del agua, la cual se encuentra conectada al crucero principal con salida al socavón. Entre las características de la veta, se tiene un buzamiento de 47° a 50° y un rumbo NS como la mayoría de las vetas de la zona. El muestreo es realizado en cada avance, es decir cada 1.4 m. En los análisis de laboratorio se obtienen el porcentaje de Cu y, g/t de Au y Ag.

1.4.4 Sistema de Explotación

1.4.4.1 Caracterización Geomecánica

Clasificación Geomecánica RMR

Determina la calidad de la roca con base en los siguientes criterios (Bieniawski, 1989):

1. Resistencia a la Compresión simple del macizo rocoso
2. R.Q.D. Grado de fracturación de la matriz rocosa

3. Espaciado de discontinuidades
4. Condiciones de las discontinuidades:
 - a. Apertura
 - b. Persistencia
 - c. Grado de rugosidad
 - d. Meteorización
 - e. Relleno
 - f. Presencia de agua
 - g. Orientación (Bieniawski, 1989)

Sistema Q

Desarrollado en 1974 por Barton, Lien y Lunde. Permite definir sistema de sostenimiento para túneles y labores, se basa en el análisis numérico de seis factores que definen el índice Q, el mismo que está definido por la siguiente expresión matemática:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF} \quad (1.1)$$

Donde:

RQD: Índice de calidad del macizo rocoso

Jn: Número de discontinuidades

Jr: Número de rugosidad

Ja: Número de alteración de las discontinuidades

Jw: Coeficiente reductor por la existencia de agua

SRF: Influencia del estado tensional sobre el macizo rocoso (Barton, Lien, & Lunde, 1974).

1.4.4.2 Cálculo de Reservas

Muestreo

Las leyes se obtienen en base a muestreos realizados en el yacimiento mineral, existen varias técnicas de muestreo las cuáles se explican en detalle en la tabla 1.2 (Bustillo & López Jimeno, 1997).

Tabla 1. 2 Técnicas de Muestreo [Bustillo & López Jimeno, 1997]

Muestreo	Descripción
Ranurado Continuo	Excavación de canal horizontal estrecho en los hastiales de la galería.
Ranurado Discontinuo	Obtención de muestras a lo largo de una línea continua separadas entre 20 y 30 cm.
A partir de material ya extraído	Se muestrea en zonas de acopio, vagones de material o bandas transportadoras.
En masa	Muestreo de gran volumen para materiales con baja ley y alto valor.
En sondeos	Obtención de testigos utilizando perforadoras de sondeos. Costo elevado.
Control de leyes	Control realizado a lo largo de la explotación de la mina, en cada avance.

Estimación de ley media por métodos estadísticos

Método de Histogramas

Se dividen en secciones las leyes formando así un histograma de frecuencias. Si éste se asemeja a una curva de gauss se dice que tiene una distribución normal, mientras que, si su comportamiento es sesgado, pero al aplicarle logaritmo a los datos su carácter se transforma en normal, decimos que se trata de una distribución lognormal (Bustillo & López Jimeno, 1997).

Determinación ley media en distribuciones normales

$$G_m = \sum \frac{G_i}{n} \tag{1.2}$$

Dónde

G_m = Ley media

G_i = Valores de leyes

n = cantidad de datos

Determinación en distribuciones lognormales

$$\mu = e^{[\alpha + (\beta^2/2)]} \quad (1.3)$$

Dónde

μ = Ley media estimada

α = Distribución media de los logaritmos de leyes

β = desviación estándar de leyes

1.4.4.3 Métodos de Explotación

La clasificación de los métodos de explotación subterránea está definida como se muestra en la Tabla 1.3.

Tabla 1. 3 Clasificación de métodos de explotación subterránea
[Herrera & Gómez, 2007]

Autoportantes	Con sostenimiento artificial	Por hundimiento
Cámaras y Pilares	Corte y Relleno	Hundimiento por bloques
Cámaras almacén		Hundimiento por subniveles
Cámaras por subniveles		Tajo largo
		Tajo corto

En cada método existe una variación en el sistema de las fases del laboreo, refiriéndose a sistema como los parámetros tecnológicos aplicados en cada etapa de minado y sus servicios auxiliares (Ramirez Oyangüren, 1991).

1.4.4.4 Clasificación UBC

Este sistema de clasificación se definió en 1995, como una variación de la Clasificación de Nicholas de 1981. La clasificación UBC es de carácter numérico, y considera 7 criterios:

- Forma General del yacimiento

- Espesor del manto
- Inclinación
- Profundidad
- Distribución del Mineral
- RMR
- RSS (Resistencia a la compresión simple / Presión de recubrimiento)

Este sistema de clasificación le asigna una valoración a cada método de explotación por criterio analizado (Ver Apéndice B1), se realiza una sumatoria con las valoraciones obtenidas, generando un ranking entre los métodos.

1.4.4.5 Técnicas de decisión multicriterio

Permiten mediante un análisis estadístico seleccionar un parámetro teniendo una lista de criterios (Ivan, et al., 2008).

Este método considera 5 criterios principales, y 19 subcriterios, como lo indica la tabla 1.4, de estos subcriterios, los primeros siete corresponden a las valoraciones de la clasificación UBC, así es posible reducir el número de alternativas.

Tabla 1. 4 Criterios de Selección de Método de Explotación UBC
[Ivan, et al., 2008]

Criterios	Subcriterios
1. Geometría	1. Tamaño; Max
	2. Forma; Max
	3. Posición; Max
	4. Profundidad; Max
2. Condiciones geológicas	5. Distribución; Max
	6. RMR; Max
	7. RSS; Max
3. Parámetros Económicos	8. Tasa de desempeño; Max
	9. Producción; Max
	10. Inversión de Capital; Min
	11. Productividad; Max
	12. Costos comparativos de métodos; Min
4. Parámetros Técnicos	13. Recuperación; Max
	14. Dilución; Min
	15. Flexibilidad del método; Max
	16. Selectividad del método; Max
5. Parámetros Sociales y	17. Estabilidad de las aberturas; Max
	18. Subsistencia; Max
	19. Salud y Seguridad; Max

Las valoraciones que se obtienen con el método UBC deben ser renumeradas para trabajar solo con números positivos, este proceso puede ser realizado sumando 50 a las valoraciones de cada subcriterio.

1.4.5 Ventilación Minera

La ventilación en las minas tiene como finalidad, proveer la cantidad suficiente de aire a todos los puestos de trabajo y labores de una mina subterránea para la dilución de las sustancias contaminantes hasta un nivel tolerable (Amstrong & Menon, 2001).

1.4.5.1 Tipos de ventilación Minera

Ventilación Natural

Es el proceso mediante el cual el flujo de aire en la labor minera resulta de una diferencia de presión, causada por medios naturales sin necesidad de equipos de ventilación (Hartman, 1961).

Ventilación Mecánica

Tipo de ventilación en la que el flujo de aire es generado mecánicamente por un ventilador comunicado con el exterior, empleando tuberías que conducen el aire a diversas labores en la mina, mediante circuitos de ventilación (Misra, 1986).

1.4.5.2 Gases en Minería Subterránea

Entre los gases producidos en minería se encuentran el aire viciado y el aire tóxico, el cuál posee varios compuestos gaseoso para su formación, en la figura 1.2 se listan dichos compuestos (Estruch & Tapia, 2003).

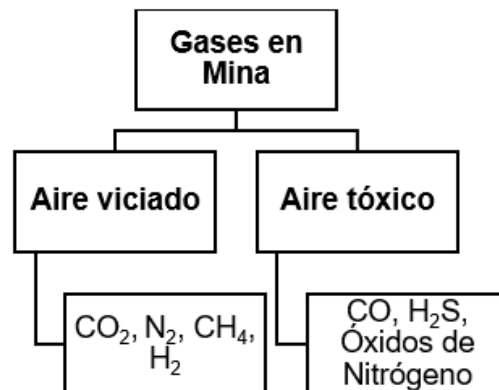


Figura 1. 2 Gases existentes en mina subterránea

Algunos valores permisibles límite de gases que pueden encontrarse en interior de mina, se muestran en la tabla 1.5 (Ministerio de Minas y Energía de la República de Colombia, 1987).

Tabla 1. 5 Valor Permissible Límite [Reglamento de seguridad en labores subterráneas, Decreto 1335]

Nombre del gas	Fórmula Química	Porcentaje en volumen [%]	Partes por millón [ppm]
Dióxido de Carbono	CO ₂	0.5	5000
Monóxido de Carbono	CO	0.005	50
Sulfuro de Hidrógeno	H ₂ S	0.002	20
Dióxido de Azufre	SO ₂	0.0005	5
Vapores Nitrosos	NO+NO ₂	0.0005	5

Según el Reglamento de salud y seguridad en el trabajo en el ámbito minero (Agencia de Regulación y Control Minero, 2014), el porcentaje de oxígeno apto para dentro de las excavaciones mineras, debe encontrarse en un rango de 19.5% y 23.5%.

1.4.5.3 Cálculos de Caudales

El cálculo de caudales es realizado de acuerdo con los siguientes factores:

1. *Por número de personas*

$$Q_{per} = q_{per} * n \quad (1.4)$$

Dónde:

q : Caudal por trabajador, 6 [m³/min]

n : Número de trabajadores.

2. *Caudal por maquinaria en frente de avance*

$$Q_{maq} = q_{maq} * P_{maq} \quad (1.5)$$

Dónde:

q_{maq} : Caudal por máquina, 3 [m³/min] por cada hp

P_{maq} : Potencia de la máquina en hp

3. *Caudal por producción minera*

$$Q_{prod} = u * T \quad (1.6)$$

Dónde:

u : Aire por tonelada de producción diaria 0.6 a 1.25 [m³/min]

T : Producción diaria en toneladas.

4. Caudal según consumo de explosivos

$$Q_{expl} = \frac{G * E}{t * f} * 100\% \quad (1.7)$$

Dónde:

G : Volumen de gases en m³ por kg de explosivo.

E : Cantidad de explosivo [kg]

t : Tiempo de dilución [min] 30 min aprox.

f : Porcentaje de dilución de gases en la atmósfera

5. Caudal total requerido

$$Q_{req} = Q_{per} + Q_{maq} + Q_{prod} + Q_{expl} \quad (1.8)$$

1.4.5.4 Cálculos de pérdidas de carga y resistencias

Para el dimensionamiento en los diseños de circuitos de ventilación se emplean cálculos de cargas y resistencias (Álvarez, et al., 2014).

En el cálculo de pérdidas de carga se puede emplear la siguiente ecuación (Alarcón Rojas, et. al. 2011):

$$\Delta p = \lambda \gamma \frac{v^2 PL}{2g \ 4 \ A} \quad (1.9)$$

Dónde:

λ : Coeficiente de rozamiento

p : Presión

γ : Peso específico del aire [N/m³]

v : Velocidad del aire

g : Gravedad 9.8 [m/s²]

P : Perímetro de la galería

L : Longitud de la galería

A : Sección transversal del túnel

Debido a que la velocidad también se define como caudal por área, la ecuación de carga puede simplificarse quedando como la ecuación. 1.10.

$$\Delta p = \lambda \gamma \frac{PLQ^2}{8gA} \quad (1.10)$$

Dónde:

Q : Caudal del aire [m³/s]

La resistencia en la labor minera será: (Luque Cabal, 1988)

$$R = 15.6 * \frac{KPL}{S^3} ; [k \text{ murgues}] \quad (1.11)$$

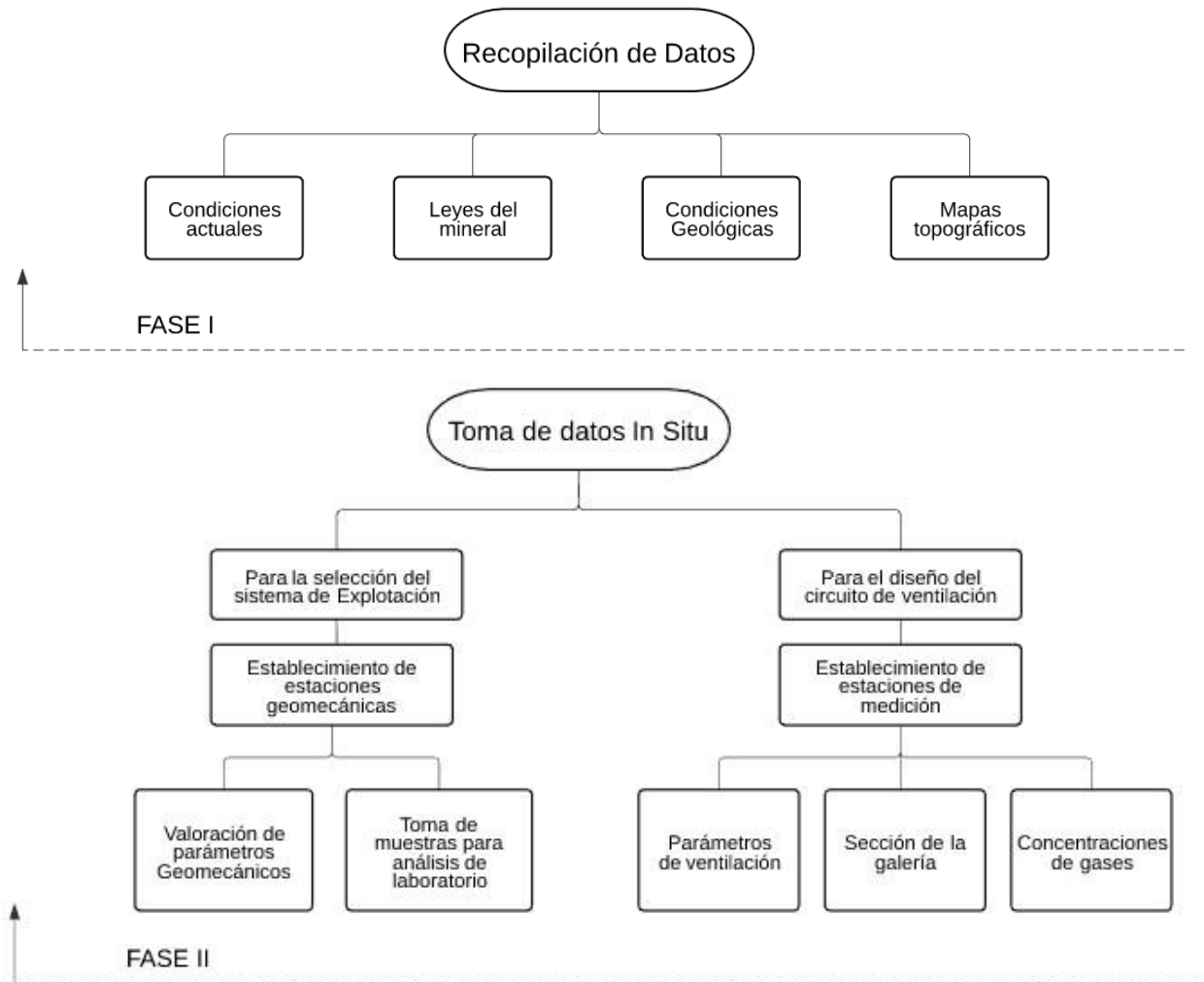
La pérdida de presión final será definida como:

$$\Delta H = R * Q^2 \quad (1.12)$$

CAPÍTULO 2

2. METODOLOGÍA

Se ha empleado un procedimiento para el desarrollo estructurado del proyecto, se detallan en la figura 2.1, las fases de este.



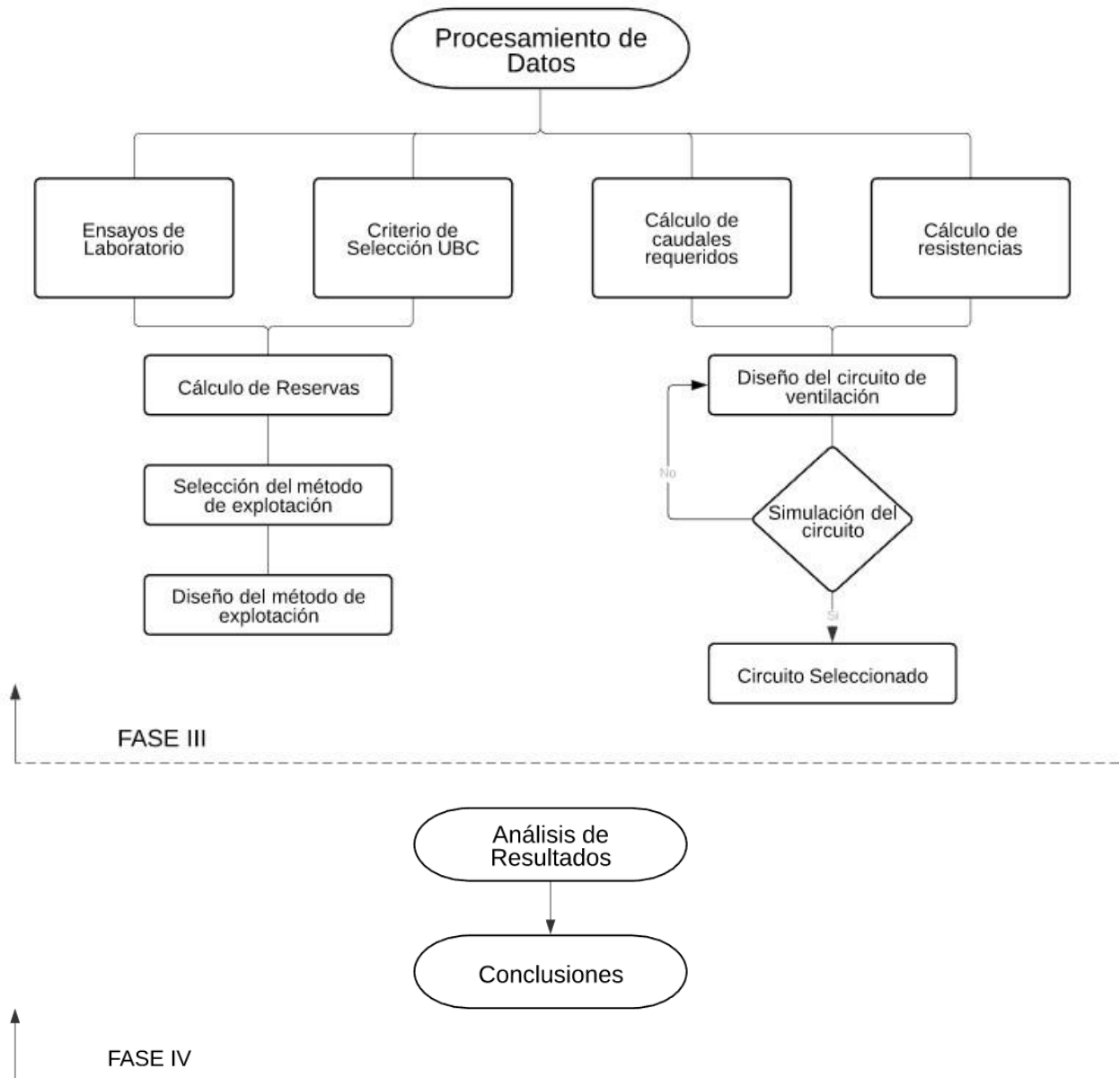


Figura 2. 1 Metodología aplicada para el desarrollo del proyecto

2.1 Recopilación de datos

Datos obtenidos por parte de información bibliográfica:

- Áreas de las concesiones mineras, desde el catastro minero de ARCOM.
- Geología de la zona.
- Ecuaciones por emplear en los cálculos necesarios dentro del proyecto integrador.

Entre los datos recopilados facilitados por la empresa se obtuvieron los siguientes:

- Proyecciones de la veta Cornella.
- Leyes minerales.
- Concesiones pertenecientes a la zona de estudio.
- Mapa topográfico de interior de mina. (Figura 2.2)

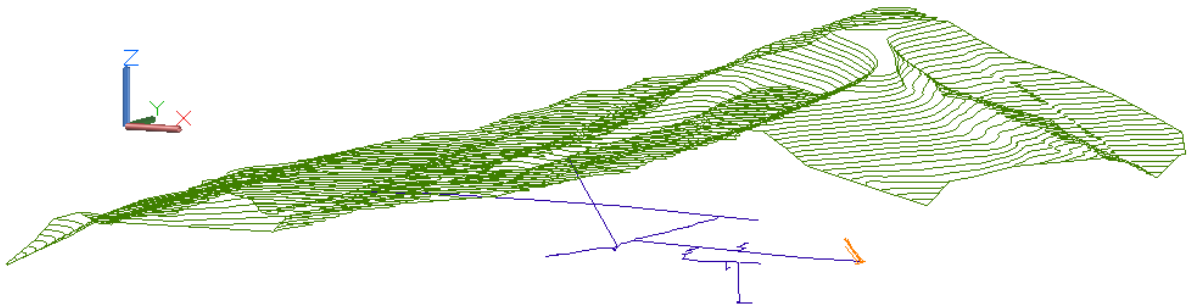


Figura 2.2 Topografía de la mina GOLDMINS

2.2 Toma de datos in situ

2.2.1 Para la selección del sistema de explotación

2.2.1.1 Condiciones Geomecánica

Se establecieron 3 estaciones de trabajo en el macizo rocoso para efectuar la caracterización de este, analizando la veta, su material yacente y colgante.

Para la determinación del RQD, se realizó el conteo del número de fisuras por metro. Se identificó el número de familias de discontinuidades en cada estación geomecánica para poder determinar el espaciamiento de discontinuidades, midiendo la distancia entre cada familia y obteniendo el valor promedio de las mediciones. Dentro de las condiciones de discontinuidades, se estableció la persistencia de estas, realizando la medición de la longitud de cada familia de discontinuidad, su apertura, condición de rugosidad, tipo de relleno, alteración presente en la discontinuidad y presencia de agua subterránea.

Para determinar la resistencia a la compresión uniaxial se utilizó el martillo de Schmidt en el modo “Sin Conversión”, efectuando el golpe en cada estación y anotando el número de rebotes indicado por el equipo, este procedimiento se

repite 20 veces, hasta obtener un valor promedio de rebotes para veta, material yacente y colgante.

Se trazó una línea desde el número de rebotes obtenido in situ, hasta que cruce con la curva de conversión característica del modelo del martillo (Proceq S.A, 2017), la cual se muestra en la figura 2.3, obteniendo el valor de la resistencia a la compresión de la roca en MPa.

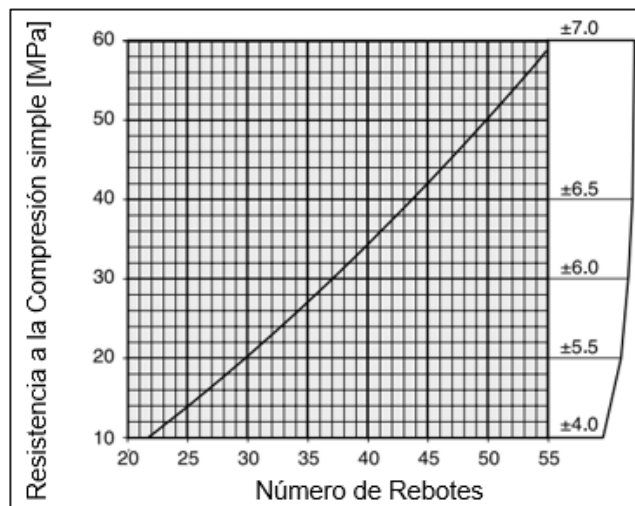


Figura 2. 3 Ábaco para determinar la Resistencia por medio del martillo de Schmidt [Proceq S.A, 2017]

Cada condición de la discontinuidad le otorga una valoración que se suma hasta obtener el valor final del RMR, el mismo que se comparó con los rangos establecidos para determinar la calidad del macizo rocoso.

2.2.1.2 Muestreo de rocas

En cada estación geomecánica establecida, se requiere obtener muestras de rocas encajantes altas y bajas, así como de mineral. El número de muestras necesarias son 18 por cada estación, con dimensiones de 10 cm de lado aproximadamente, tomando como referencia que puedan caber en la palma de la mano. Con estas rocas se efectuará el ensayo de densidad aparente de las rocas mediante el método con parafina en el laboratorio especializado.

2.2.2 Para el diseño del circuito de Ventilación

2.2.2.1 Estaciones de Medición

Los parámetros de medición se tomaron en 3 diferentes sectores: la veta del agua, la veta Vizcaya y el crucero abuelita 2 que se dirige hacia a la veta Cornella. En la Figura 2.4 se pueden visualizar las ubicaciones de estos sectores.

Adicional a estos sectores se tomaron parámetros de velocidad del viento y presión barométrica en bocamina y en la superficie del buzón desfondado.

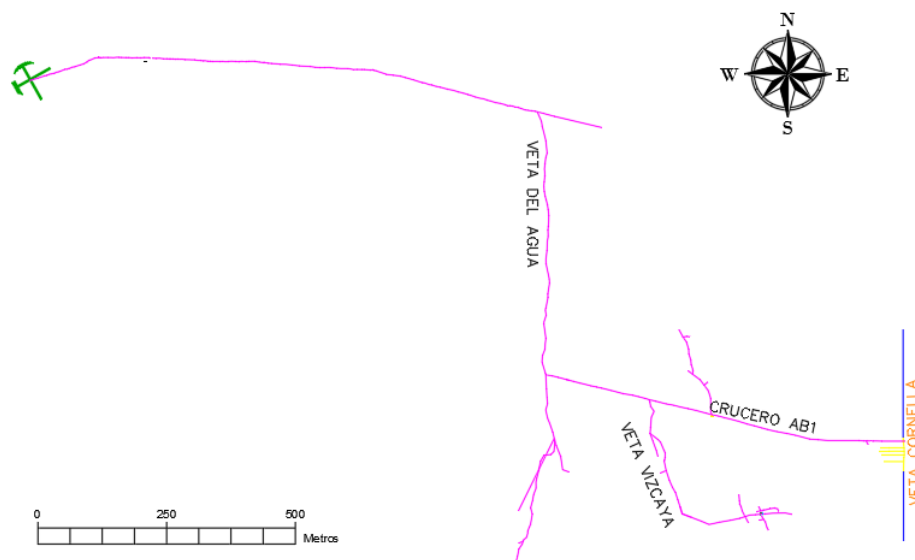


Figura 2. 4 Esquema de la Mina S.C Minera GOLDMINS

Se elaboró una ficha, la cual fue utilizada para la anotación de los datos en cada estación. (APÉNDICE D)

Las estaciones fueron codificadas con los siguientes códigos:

- CP: para la veta del agua, en donde se establecieron 37 estaciones de trabajo.
- T: para la veta Vizcaya con 17 estaciones de trabajo y;
- SM: para el crucero abuelita1, en donde también se tuvieron 17 estaciones.

2.2.2.2 Sección de galería

El procedimiento realizado para la toma de estos datos fue el siguiente:

1. Apunte del sector en donde se realizó la medición.
2. Medición de la distancia de estación a estación utilizando como herramienta una cinta de fibra de vidrio.
3. Toma de medidas de base y altura de la galería considerando como punto más alto el techo de la galería. Se empleó la cinta de fibra de vidrio.

2.2.2.3 Parámetros de Ventilación

Se utilizó como instrumento de medición el anemómetro marca KESTREL 3000, este instrumento permite la toma de datos de velocidad del viento, sin embargo, este modelo también toma otros parámetros que se mencionaran en la lista siguiente:

Velocidad del viento, para cada estación se tomaron 12 medidas, situadas de acuerdo con la figura 2.5, en la cara de la galería, obteniendo así un promedio de esta velocidad. Se consideró que el instrumento tiene un rango de medición de este parámetro que se encuentra entre (0.2,40) m/s, con una incertidumbre de $\pm 3\%$, por esta razón, cuando la pantalla presentaba una cantidad de 0 m/s, se ha tomado como valor referencial que la velocidad es en realidad menor a 0.2 m/s.

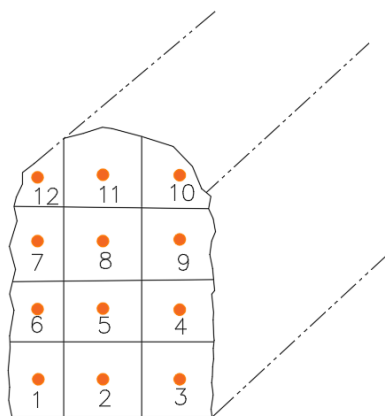


Figura 2.5 Puntos de toma de datos de velocidad del viento

- TBS y TBH en grados centígrados,
- Porcentaje de humedad y;
- Presión barométrica.

2.2.2.4 Concentraciones de gases

Con el detector multigases Altair 4X, se obtuvieron:

- El porcentaje de O₂.
- La concentración de H₂S y CO en ppm.
- El porcentaje de LEL, gas combustible, se adaptó el equipo para que se mida CH₄.

Este instrumento posee una alarma que, al sobrepasar el límite máximo permisible de concentración o porcentaje según sea el gas, advertirá al usuario permitiendo tomar las precauciones necesarias.

2.3 Procesamiento de Datos

2.3.1 Para Sistema de Explotación

2.3.1.1 Determinación de densidad aparente de las rocas – Método con parafina

El procedimiento de este ensayo es de la siguiente manera:

1. Colocar las muestras en la estufa durante 24 horas para eliminar la humedad presente en ellas.
2. Disponer las muestras en el desecador con gel de sílice, hasta que las rocas se enfríen, luego se pesan en la balanza y se registran las mediciones.
3. Calentar la parafina para derretirla y cubrir la muestra.
4. Sumergir las muestras hasta recubrir completamente su superficie, evitando la creación de burbujas en la periferia de la roca.
5. Pesar las muestras recubiertas con parafina en la balanza, y luego pesar las muestras sumergidas en la balanza hidrostática, y registrar los pesos determinados.

6. Calcular la densidad aparente de las rocas mediante la ecuación 2.1 (Hernández, Gutiérrez, et al., 2013).

$$\rho_{ap} = \frac{M_S}{\frac{(M_{Sp} - M_{Hp})}{\rho_l} - \frac{(M_{Sp} - M_S)}{\rho_p}} \quad (2.1)$$

Dónde:

M_S : Masa saturada

M_{Sp} : Masa saturada con parafina

ρ_l : densidad del agua

ρ_p : densidad de la parafina

2.3.1.2 Criterios de Selección de método

Método UBC

El método empleado para la selección del método es el criterio UBC, el cual considera parámetros geológicos, geométricos y geotécnicos, en la tabla 2.1 se tienen las características de la veta, las cuales fueron tomadas in situ.

Tabla 2. 1 Características del yacimiento Veta Cornella

Parámetro	Característica		Valoración
Forma	Tabular		
Espesor	< 3		Muy estrecho
Inclinación	40°		Intermedio
Profundidad	420 m		Intermedio
Distribución	Las leyes cambian radicalmente en cortas distancias		Errático
RMR	Colgante	65	Fuerte
	Yacente	66.67	Fuerte
	Mineral	70.67	Fuerte
RSS (Resistencia a la Compresión Simple) / (Presión de recubrimiento)	Colgante	4.19	Débil
	Yacente	4.34	Débil
	Mineral	3.85	Muy Débil

Cálculo de la presión de recubrimiento

La profundidad fue considerada desde la superficie hasta la cota de proyección más baja del yacimiento.

$$\text{Presión de recubrimiento} = \delta g * h = \left(2610 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} * 9.8 \frac{\text{m}}{\text{s}^2} * 420\text{m} \right) = 10.74 \text{ MPa} \quad (2.2)$$

Los resultados obtenidos en base a los criterios de selección del método se encuentran en las tablas 2.2 y 2.3.

Tabla 2. 2 Resultados de valoración de Método de Explotación Según UBC

RESULTADOS UBC		
1	Longwall	31
2	Open Pit	30
3	Cut and Fill	27
4	Room and Pillar	25
5	Shrinkage Stoping	24
6	Top Slicing	22
7	Square Set	20
8	Sublevel Stoping	14
9	Block Caving	-23
10	Sublevel Caving	-26

Método de Selección Multicriterio

En la figura 2.6 se observa un gráfico de barras con los pesos entrópicos obtenidos de cada método, para un mayor entendimiento visual de los resultados.

Tabla 2. 3 Resultados de valoración de Método de Explotación Según Selección Multicriterio

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN		PESOS ENTROPICOS
A1	Open Pit	12.366%
A2	Block Caving	10.762%
A3	Sublevel Stoping	10.077%
A4	Sublevel Caving	11.207%
A5	Longwall	11.380%
A6	Room and Pillar	11.124%
A7	Shrinkage Stoping	10.642%
A8	Cut and Fill	11.397%
A9	Square Set	11.045%

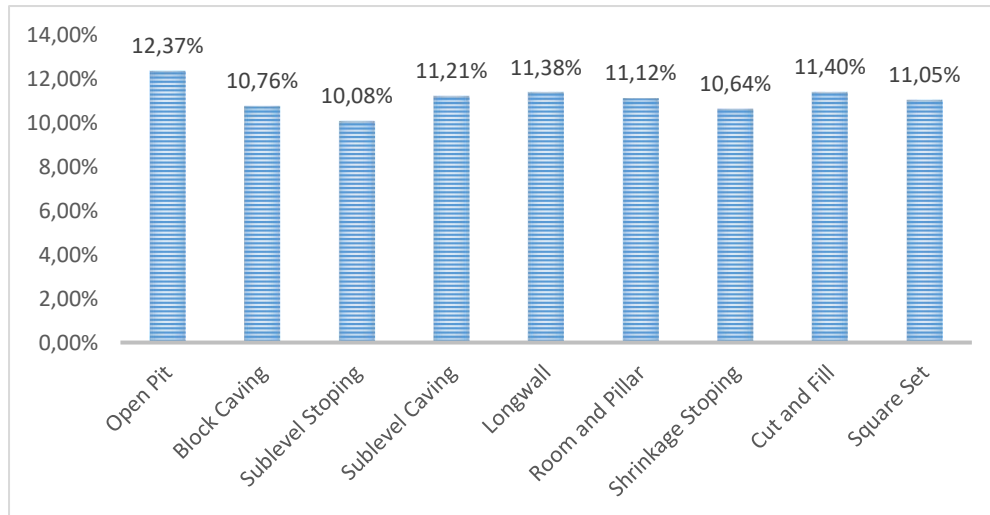


Figura 2.6 Clasificación de Métodos Según Selección Multicriterio

Los métodos de explotación con la mayor puntuación obtenida para los dos criterios de selección empleados se detallan en la tabla 2.4.

Tabla 2. 4 Resultados de valoración

UBC	Selección Multicriterio
1. Tajo Largo	1. Cielo abierto
2. Cielo Abierto	2. Corte y relleno
3. Corte y Relleno	3. Tajo Largo
4. Cámaras y Pilares	4. Sublevel Caving
	5. Cámaras y Pilares

2.3.1.3 Selección del Método de Explotación

Para descartar entre los métodos que obtuvieron una mayor puntuación se realizó un análisis más detallado de éstos. Las características encontradas que no hacen viable la aplicación del sistema a cielo abierto, square set y sublevel caving, son descritas en las tablas 2.6, 2.6 y 2.7.

Tabla 2. 5 Características que no hacen viable la aplicación del método a cielo abierto

Cielo Abierto	
Restricciones Geológicas	Es de uso en yacimientos con características masivas o que poseen capas inclinadas. El depósito de estudio es vetiforme con un buzamiento de 40°
Impacto Ambiental	Afectaciones visuales por la magnitud de la cavidad generada. Generación excesiva de polvo y gases. Daños a los acuíferos de la zona.
Restricciones técnicas	La profundidad del depósito mineral supera los 300 m, distancia recomendada para la aplicación de este método. Lo que repercute en una extracción de gran cantidad de estéril. Alta inversión debido a la maquinaria que se debe utilizar.

Tabla 2. 6 Características que no hacen viable la aplicación del método Square Set

Minado con Cuadros de Madera (Square Set)	
Restricciones Geológicas	Se emplea cuando el mineral y la roca encajante no es firme. Factible en espesores de mineral que se encuentren entre 3 a 3.5 m
Impacto Ambiental	Aumenta de la deforestación por uso excesivo de madera.
Restricciones técnicas	Altos costos de laboreo y utilización de material. Utilizado en minerales de alta ley.

Tabla 2. 7 Características que no hacen viable la aplicación del método Sublevel Caving

Sublevel Caving	
Restricciones Geológicas	Se aplica en yacimientos con forma tabular e inclinaciones verticales, sin embargo, deberían poseer grandes potencias. Las resistencias entre mineral y roca circundante deben ser diferenciable para que se produzcan los derrumbes con una menor dilución.
Impacto Ambiental	Alta subducción.
Restricciones técnicas	Alto costo de ejecución. Alta dilución. Uso de equipos LHD (Long Hole Drilling) para la ejecución de taladros largos.

Analizando las restricciones de cada sistema, la elección del método de explotación queda delimitada a los métodos de corte y relleno ascendente, descendente y tajo largo, cuya comparación es realizada en la tabla 2.8.

Tabla 2. 8 Comparación de Métodos Potenciales

Características	Corte y Relleno Ascendente	Corte y Relleno Descendente	Tajo Largo	Veta Cornella
Profundidad de trabajo	Cualquiera		60-850 m	420
Inclinación del yacimiento	Mayor a 45°		Menor a 30°	28-32
Dureza del material	Moderadamente Firme		Medio-Blando	Moderadamente Firme
Potencia del yacimiento	2-20 m		1-4m	0.5-1
Arranque	Perforación horizontal o vertical		Mecánico	Mecánico
Equipos	Perforadora neumática		Rozadora Integral y Cepillo	Perforadora neumática
Inversión Inicial	Media		Alta	Baja
Dilución	13%	7%	-	Baja
Recuperación de Reservas	80.5%	93.5%	-	Elevada
Seguridad Minera	Elevada		Elevada	Elevada

Sin embargo, el método de corte y relleno tiene un elevado costo operativo lo cual no resulta económicamente rentable para la empresa, siendo el mineral objeto de extracción el cobre, que posee un bajo costo por tonelaje.

Por tal motivo se ha realizado una comparación del método cámaras y pilares con las características de la Veta Cornella, ya que este sistema también obtuvo una alta puntuación en los criterios de selección UBC y matriz multicriterio, esta comparación se muestra en la tabla 2.9.

Tabla 2. 9 Comparación de método de cámaras y pilares con características de Veta Cornella

Características	Cámaras y Pilares	Veta Cornella
Profundidad de trabajo	-	400
Inclinación del yacimiento	Mayor a 30°	40°
Dureza del material	Moderadamente Firme	Moderadamente Firme
Potencia del yacimiento	Mayor a 1 m	0.5-1
Arranque	Mecánico	Mecánico
Equipos	Perforadora neumática	Perforadora neumática
Inversión Inicial	Bajo	Baja

Se empleará un método de cámaras y pilares, y se recomendará un estudio avanzado de análisis de recuperación de pilares, para obtener una mayor tasa de extracción.

2.3.1.4 Reservas del mineral

Las reservas de mineral han sido determinadas para un apartado del yacimiento que denominaremos bloque de explotación, de donde se poseen 70 muestras, las cuales fueron tomadas por el método de canalones, dichas muestras pueden ser visualizadas en la figura 2.7.

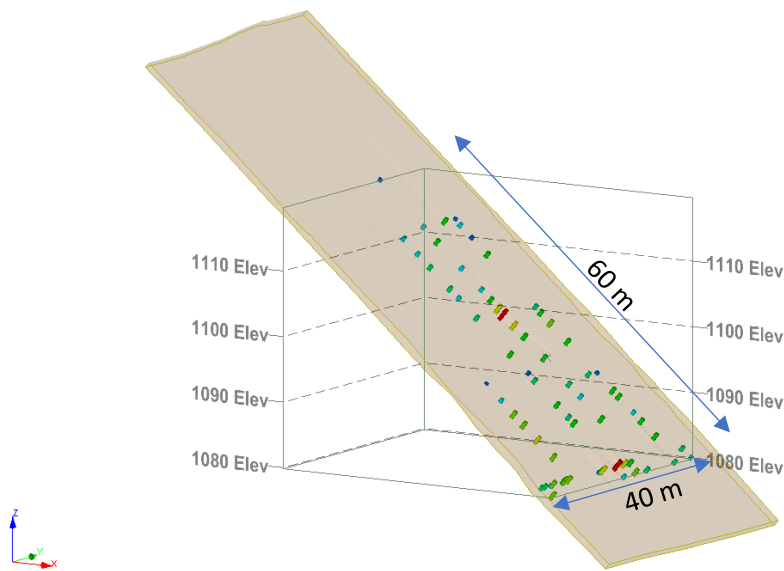


Figura 2. 7 Ubicación de muestras en bloque de explotación

La ley de corte es un aproximado obtenido en base a las operaciones que actualmente se llevan a cabo en la empresa, y fue calculada para el cobre, dicho valor se visualiza en la tabla 2.10.

Tabla 2. 10 Leyes de corte

Mineral	Ley de Corte
Cu (%)	0.5

Comportamiento de Leyes

Se realizó un análisis exploratorio de datos de las leyes que se poseen, en donde se encontraron valores atípicos, también denominados outliers, que pueden influir decisivamente en la ley media. Por este motivo estos valores serán reemplazados por la media de las leyes de muestras adyacentes.

$$Outliers \geq 3 * S + X \quad (2.3)$$

Dónde:

S= Desviación estándar

X= Media geométrica

En la figura 2.8 se encuentran todas las leyes iniciales del bloque de explotación.

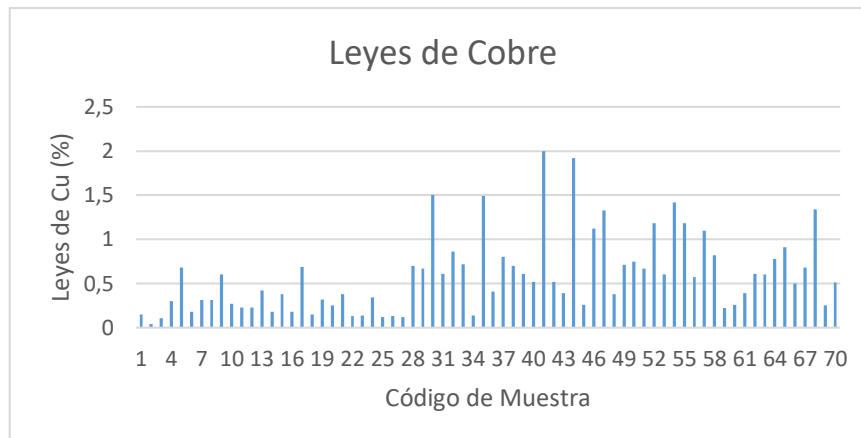


Figura 2. 8 Leyes de cobre con outliers

Los datos estadísticos mostrados en la tabla 2.11, se obtuvieron con apoyo del software Microsoft Excel para agilizar la obtención de resultados. Mientras que en la tabla 2.12 se observan los valores atípicos obtenidos.

Tabla 2. 11 Datos estadísticos de las leyes

Estadísticos	Au	Ag	Cu
Mínimo	0.05	0.54	0.04
Máximo	10	203.52	2
Media (X)	0.45	39.44	0.59
Desviación estándar (S)	1.25	34.29	0.44
Outliers >=	4.19	142.31	1.90
Media geométrica	0.20	28.21	0.44

Tabla 2. 12 Outliers obtenidos

Código Muestra	Au	Ag	Cu
6310	10	*	*
6720	*	153.99	*
6862	*	*	2.00
6866	*	*	1.92
7110	*	203.52	*

*valores exactos ocultos

Con los valores corregidos se graficó el histograma de frecuencias de las leyes del cobre (Figura 2.9), para observar la tendencia de sus valores, y al no poseer

un comportamiento lognormal, se realizó la conversión, obteniendo el histograma de la figura 2.10.

Total Samples : 70
 Minimum : 0.040
 Maximum : 1.500
 Mean : 0.543
 StdDeviation : 0.365

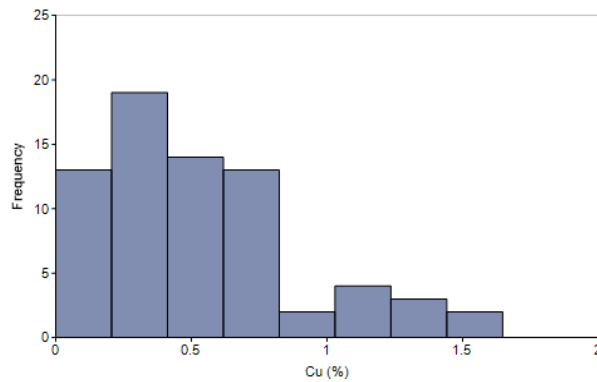


Figura 2. 9 Histograma normal de leyes de Cu.

Total Samples : 70
 Minimum : 0.040
 Maximum : 1.500
 Mean : 0.543
 StdDeviation : 0.365

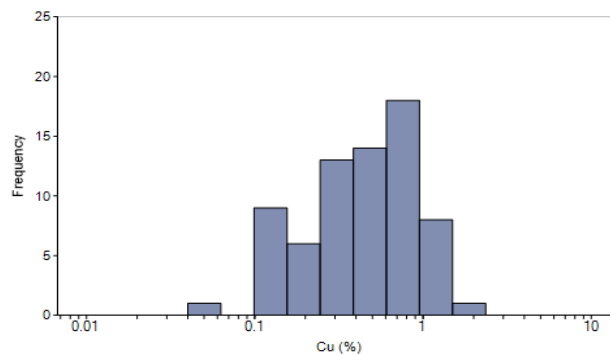


Figura 2. 2 Histograma lognormal de leyes de Cu.

Análisis Variográfico

Con la creación del modelo de bloques fue posible obtener el variograma de las leyes de cobre dónde se puede apreciar su comportamiento en base a un modelo

esférico. Este variograma tiene un valor de efecto pepita de 0.06 y posee leyes constantes en todo el yacimiento (Figura 2.11).

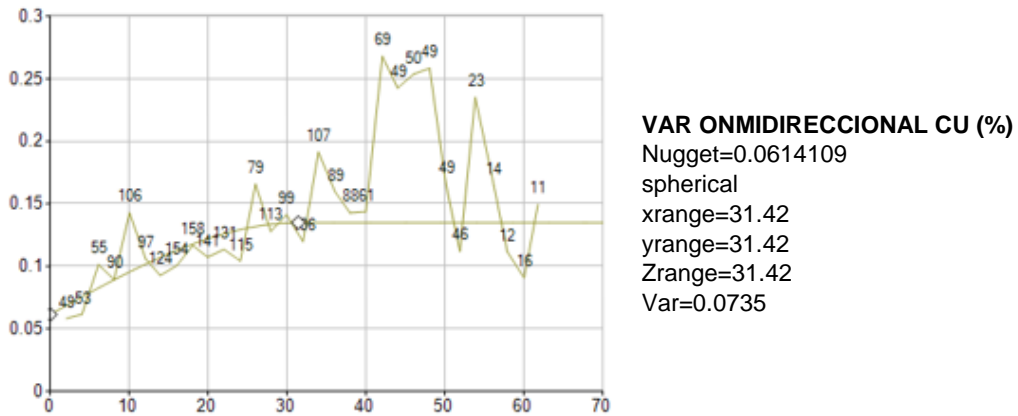


Figura 2. 11 Variograma Omnidireccional del Cu

Interpolación y categorización de leyes

Se dimensionaron bloques de 1 x 0.5m, y la interpolación de las leyes fue realizada mediante el método de Kriging, obteniendo las reservas totales. Los bloques con leyes interpoladas se muestran en la figura 2.12.

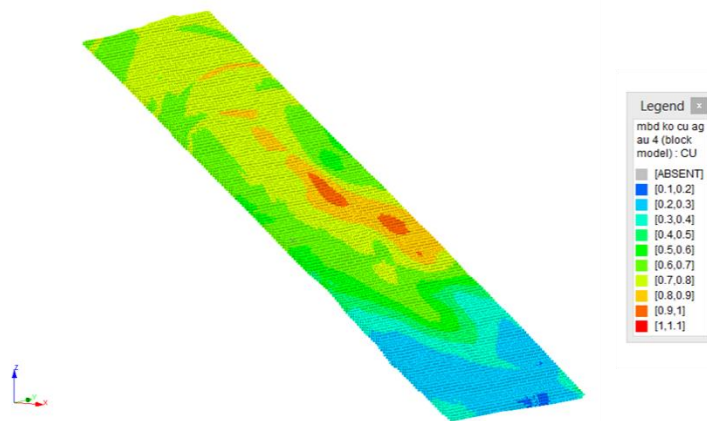


Figura 2. 3 Interpolación del modelo de bloques

Para categorizar las reservas de cobre ya obtenidas, se utilizó la meseta del variograma omnidireccional, con un elipsoide de búsqueda de 30 m. Determinando las categorías con respecto al código de JORC (Figura 2.13).

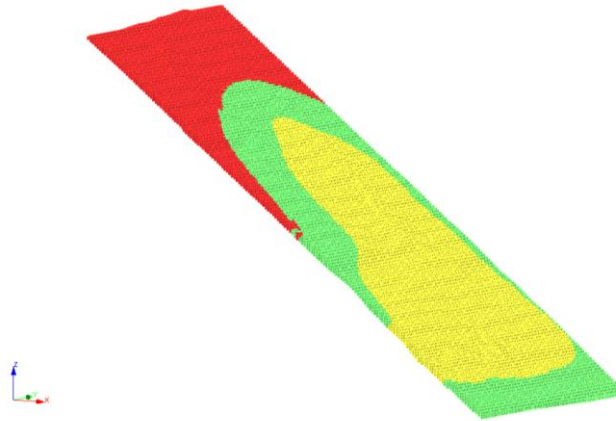


Figura 2. 13 Categorización de los valores de interpolación

De acuerdo con el elipsoide de búsqueda de 30 m obtenido del variograma omnidireccional de la figura 2.11, se realizó la categorización obteniendo los intervalos de varianza mostrados en la figura 2.13.

Tabla 2. 13 Resultados de valoración

CAT	Varianza Kriging	Categoría
1	<0.05	MEDIDO
2	[0.05, 0.08]	INDICADO
3	>0.08	INFERIDO

Los tonelajes totales obtenidos por categoría para el mineral cobre, y teniendo en cuenta las leyes, se aprecian en la tabla 2.14.

Tabla 2. 14 Tonelaje de Cu por categoría

%Cu	Medido		Indicado		Inferido	
	Toneladas	Ley Cu	Toneladas	Ley Cu	Toneladas	Ley Cu
0.1 - 0.2	0	0	42.146	0	0	0
0.2 - 0.3	1180.972	0.26	920.634	0.26	0	0
0.3 - 0.4	888.862	0.35	179.01	0.35	0	0
0.4 - 0.5	552.292	0.45	53.56	0.45	0	0
0.5 - 0.6	536.536	0.55	193.18	0.55	27.794	0.59
0.6 - 0.7	996.06	0.66	927.056	0.66	960.856	0.67
0.7 - 0.8	1177.046	0.75	1112.28	0.75	1889.108	0.74
0.8 - 0.9	934.648	0.85	143.806	0.85	58.474	0.82
0.9 - 1	193.7	0.92	0	0.92	0	0
Total	6460.116		3571.672		2936.232	

Reservas Totales = 12968.02 t

2.3.1.5 Diseño del método de Explotación

Pilares de Soporte

En la etapa del diseño del pilar se plantea el siguiente dimensionamiento de estos:

- Pilares cuadrados de 5.5 x 5.5 metros con cámaras de 3 metros de ancho y 2 metros de alto (Figura 2.14).

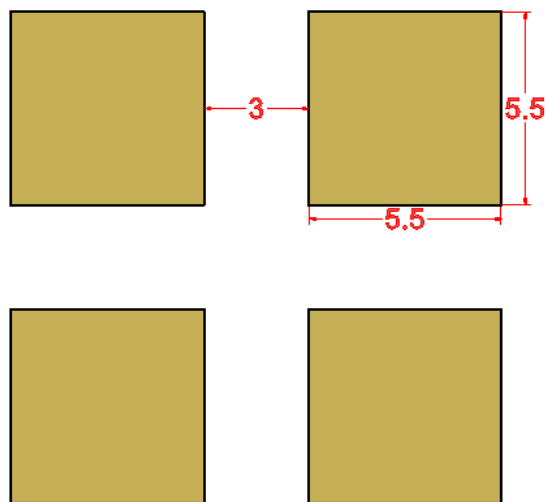


Figura 2. 4 Dimensionamiento de los pilares de soporte

- Al considerar una potencia de la veta de 1 metro, el pilar será desarrollado tanto en mineral como en roca yacente, por lo que el análisis de resistencia del pilar debe efectuarse en ambos materiales (Figura 2.15).

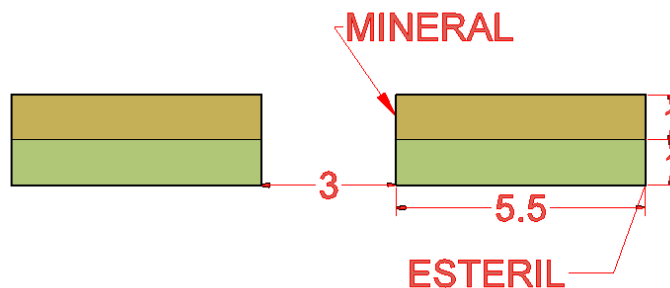


Figura 2. 5 Materiales que comprende la cámara

Esfuerzos sobre Pilares: Método del área tributaria (Contreras & Cifuentes, 2008)

Tabla 2. 15 Datos para cálculo de esfuerzo sobre cada pilar

Aplicación del método del área tributaria	
Densidad de roca (ρ)	2600 kg/m ³
Profundidad del yacimiento (H)	420 m
Ancho del pilar (w)	5.5 m
Largo del pilar (l)	5.5 m
Ancho de la cámara (B)	3 m

$$\sigma_p = \gamma gh * \left(\frac{(w + B) * (l + B)}{w * l} \right) \quad (2.4)$$

$$\sigma_p = \left(2600 \frac{kg}{m^3} * 9.8 \frac{m}{s^2} * 420m * \left(\frac{(5.5 + 3)m * (5.5 + 3)m}{(5.5 * 5.5)m^2} \right) \right) = 25658.32 \text{ kPa}$$

Cálculo del área tributaria

$$A_t = \left(w + \frac{B}{2} \right) * \left(l + \frac{B}{2} \right) \quad (2.5)$$

$$A_t = 8.5 \text{ m} * 8.5 \text{ m}$$

$$A_t = 72.25 \frac{m^2}{\text{pilar}}$$

Para una mayor comprensión del concepto de área tributario se realizó el diagrama de la figura 2.16.

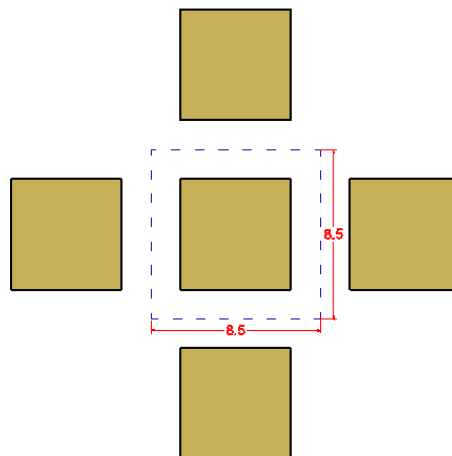


Figura 2. 6 Diagrama de dimensionamiento del área tributaria

Resistencia de pilares en mineral: Metodología de Lunder y Pakalnis (1997)

Se seleccionó esta metodología debido a que se adapta a las características del mineral y macizo rocoso de estudio, siendo óptima para rocas duras, con valores RMR en el rango de 60 – 85 (Contreras & Cifuentes, 2008).

Tabla 2. 16 Datos para el cálculo de resistencia de cada pilar

Determinación de resistencia de pilares	
Ancho del pilar (w)	5.5 m
Altura del pilar (h)	1 m
Resistencia a la compresión Uniaxial (UCS)	41400 kPa

$$C_{pav} = 0.46 * \left(\log \left(\frac{w}{h} + 0.75 \right) \right)^{\frac{1.4}{h}} \quad (2.6)$$

$$C_{pav} = 0.46 * \left(\log \left(\frac{5.5m}{1m} + 0.75 \right) \right)^{\frac{1.4}{1}}$$

$$C_{pav} = 0.4340$$

$$k = \tan \left[\arccos \left(\frac{1 - C_{pav}}{1 + C_{pav}} \right) \right] \quad (2.7)$$

$$k = \tan \left[\arccos \left(\frac{1 - 0.4340}{1 + 0.4340} \right) \right]$$

$$k = 2.3281$$

$$S_p = 0.44 * UCS(0.68 + 0.52k) \quad (2.8)$$

$$S_p = 0.44 * 41400kPa * (0.68 + 0.52(2.3281))$$

$$S_p = 34439.08 kPa$$

Factor de Seguridad según Contreras & Cifuentes

Se realizó una relación entre las fuerzas desestabilizadoras (Esfuerzos sobre el pilar) para la resistencia de estas estructuras. El factor de seguridad de diseño debe ser superior a 1.3 en base al criterio de aceptabilidad de Lunder y Pakalnis, garantizando la seguridad en estas labores.

$$S = \frac{S_p}{\sigma_p} = \frac{34439.08 \text{ kPa}}{25658.32 \text{ kPa}} = 1.34 \quad (2.9)$$

Resistencia de pilares en roca yacente: Metodología de Lunder y Pakalnis (1997)

Tabla 2. 17 Datos para el cálculo de resistencia de pilares en roca yacente

Determinación de resistencia de pilares	
Ancho del pilar (w)	5.5 m
Altura del pilar (h)	1 m
Resistencia a la compresión Uniaxial (UCS)	47200 kPa

$$C_{pav} = 0.46 * \left(\log \left(\frac{5.5m}{1m} + 0.75 \right) \right)^{\frac{1.4}{5.5}}$$

$$C_{pav} = 0.4340$$

$$k = \tan \left[\arccos \left(\frac{1 - 0.4340}{1 + 0.4340} \right) \right]$$

$$k = 2.3281$$

$$S_p = 0.44 * 47200kPa * (0.68 + 0.52(2.3281))$$

$$S_p = 39263.88 \text{ kPa}$$

Factor de Seguridad

$$S = \frac{S_p}{\sigma_p} = \frac{39263.88 \text{ kPa}}{25658.32 \text{ kPa}} = 1.53$$

Coefficiente de extracción

Tabla 2. 18 Datos para la determinación del coeficiente de extracción

Determinación de coeficiente de extracción	
Ancho del pilar (w)	5.5 m
Largo del pilar (l)	5.5 m
Ancho de la cámara (B)	3 m

$$e = 1 - \left(\frac{w}{w+B}\right)\left(\frac{l}{l+B}\right) \quad (2.10)$$

$$e = 1 - \left(\frac{5.5m}{5.5m+3m}\right)\left(\frac{5.5m}{5.5m+3m}\right)$$

$$e = 58.13\%$$

Pilares de Barrera

Estas estructuras tienen como función la protección de la galería de transporte, ventilación o cámaras contra posibles asentamientos del techo, a su vez, separa paneles sin explotar de aquellos explotados.

Según Ashley (1930), el dimensionamiento del pilar de barrera se lo estima de la siguiente manera:

Tabla 2. 19 Datos para la determinación de la longitud de los pilares de barrera

Determinación de ancho de pilar Barrera	
Profundidad del yacimiento (H)	1377.95 ft
Espesor del mineral (L)	3.2808 ft

$$w_{bp} = 20 + 4L + 0.1H \quad (2.11)$$

$$w_{bp} = 20 + 4(3.2808ft) + 0.1(1377.95 ft)$$

$$w_{bp} = 170.9182 ft = 52.09 m$$

$$w_{bp \text{ diseño}} = 59.5 m$$

Esfuerzo sobre el pilar barrera

Tabla 2. 20 Datos para el cálculo del esfuerzo aplicado al pilar barrera

Aplicación del método del área tributaria	
Densidad de roca (ρ)	2600 kg/m ³
Profundidad del yacimiento (H)	420 m
Ancho del pilar (w)	59.5 m
Largo del pilar (l)	2 m
Ancho de la cámara (B)	3 m

$$\sigma_p = \left(2600 \frac{kg}{m^3} * 9.8 \frac{m}{s^2} * 420m * \left(\frac{(62+4)m * (1.5+4)m}{(62 * 1.5)m^2} \right) \right) = 28213.95 kPa$$

Resistencia del pilar barrera en mineral

Tabla 2. 21 Datos para el cálculo de resistencia de cada pilar

Determinación de resistencia de pilares	
Ancho del pilar (w)	59.5 m
Altura del pilar (h)	1 m
Resistencia a la compresión Uniaxial (UCS)	41400 kPa

$$C_{pav} = 0.46 * \left(\log \left(\frac{59.5m}{1m} + 0.75 \right) \right)^{\frac{1.4}{59.5}}$$

$$C_{pav} = 0.4662$$

$$k = \tan \left[\arccos \left(\frac{1 - 0.4662}{1 + 0.4662} \right) \right]$$

$$k = 2.56$$

$$S_p = 0.44 * 41400kPa * (0.68 + 0.52(2.56))$$

$$S_p = 36625.08 kPa$$

Factor de Seguridad del pilar barrera

$$S = \frac{S_p}{\sigma_p} = \frac{36785.79 kPa}{28213.95 kPa} = 1.30$$

Resistencia del pilar barrera en roca yacente

Tabla 2. 22 Datos para el cálculo de resistencia de cada pilar

Determinación de resistencia de pilares	
Ancho del pilar (w)	59.5 m
Altura del pilar (h)	1 m
Resistencia a la compresión Uniaxial (UCS)	47200 kPa

$$C_{pav} = 0.46 * \left(\log \left(\frac{59.5m}{1m} + 0.75 \right) \right)^{\frac{1.4}{59.5}}$$

$$C_{pav} = 0.4662$$

$$k = \tan \left[\arccos \left(\frac{1 - 0.4662}{1 + 0.46621} \right) \right]$$

$$k = 2.56$$

$$S_p = 0.44 * 47200 kPa * (0.68 + 0.52(2.56))$$

$$S_p = 41756.13 kPa$$

Factor de Seguridad del pilar barrera

$$S = \frac{S_p}{\sigma_p} = \frac{41756.13 kPa}{28213.95 kPa} = 1.48$$

Pilares Corona

Se empleó la metodología de Carter & Miller (1995), la misma que relaciona el ancho crítico y ancho escalado del pilar, para determinar el factor de seguridad y probabilidad de fallo en función de este factor (Jordá-Bordehore, et al, 2017).

Tabla 2. 23 Datos para el cálculo de resistencia de cada pilar

Determinación de factor de Seguridad de Pilares Corona	
Ancho de la cámara (B)	3 m
Largo de la cámara (l)	5.5 m
Altura de la cámara (h)	2 m
Ángulo de buzamiento del cuerpo mineralizado (Φ)	40°
Índice Q de Barton del macizo rocoso promedio (\bar{Q})	230.33
Densidad de roca (ρ)	2.6 t/m ³

Ancho crítico

$$S_c = 3.58 * Q^{0.44} \tag{2.12}$$

$$S_c = 3.58 * 230.33^{0.44}$$

$$S_c = 39.20 m$$

Ancho escalado

$$C_s = B * \left(\frac{\rho}{h \left(1 + \frac{B}{L}\right) * (1 - 0.4 \cos \Phi)} \right)^{0.5} \quad (2.13)$$

$$C_s = 3 * \left(\frac{2.6 \frac{t}{m^3}}{2 \left(1 + \frac{3}{5.5}\right) * (1 - 0.4 \cos 40^\circ)} \right)^{0.5} = 2.44$$

Factor Seguridad

$$F_s = \frac{S_c}{C_s} = \frac{39.20 \text{ m}}{2.44 \text{ m}} = 16.04$$

Probabilidad de Fallo

$$Pf(\%) = \frac{100}{1 + 441 * e^{-\frac{1.7 C_s}{Q^{0.44}}}} \quad (2.14)$$

$$Pf(\%) = \frac{100}{1 + 441 * e^{-\frac{1.7 * 2.44}{230.33^{0.44}}}} = 0.33\%$$

A continuación, se adjunta un esquema de todos los pilares previamente dimensionados (Figura 2.17).

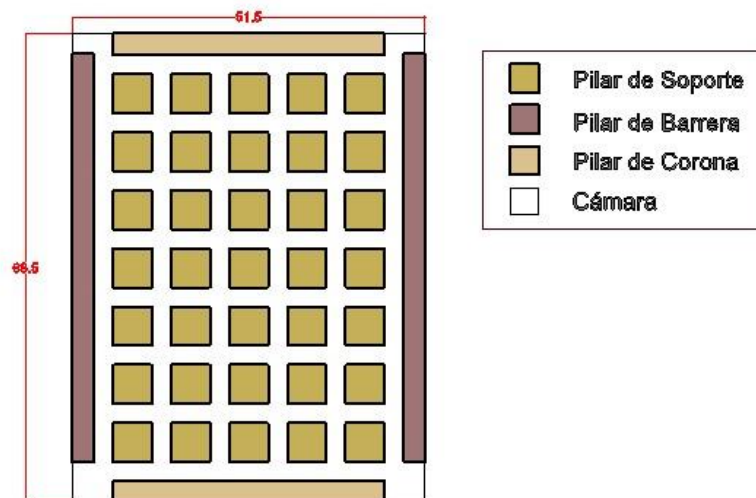


Figura 2. 7 Esquema final de un bloque de explotación

2.3.1.6 Proyección de bloques de explotación

En el yacimiento con dimensiones de 200 m de ancho y 398 m de largo, se ha determinado la capacidad de 19 bloques de explotación aproximadamente. Estos bloques presentan dimensiones de 51.5 m de ancho y 68.5 m de alto, los mismos que se encuentran separados a través de cámaras de 3 m, que servirán para la ventilación y acceso del personal a los diversos bloques de explotación (Figura 2.18, 2.19 y 2.20).

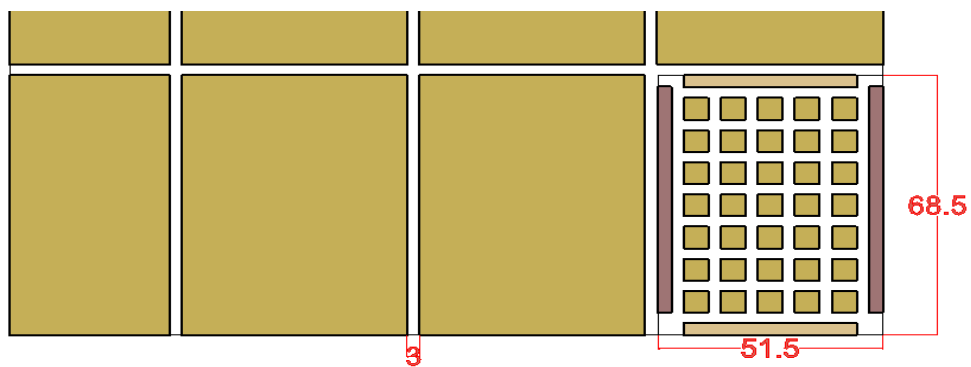


Figura 2. 8 Seccionamiento de bloques y cámaras en el yacimiento

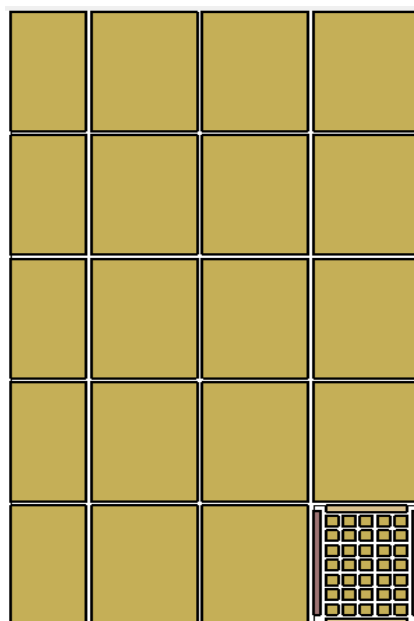


Figura 2. 9 Esquema de bloques finales en yacimiento mineral

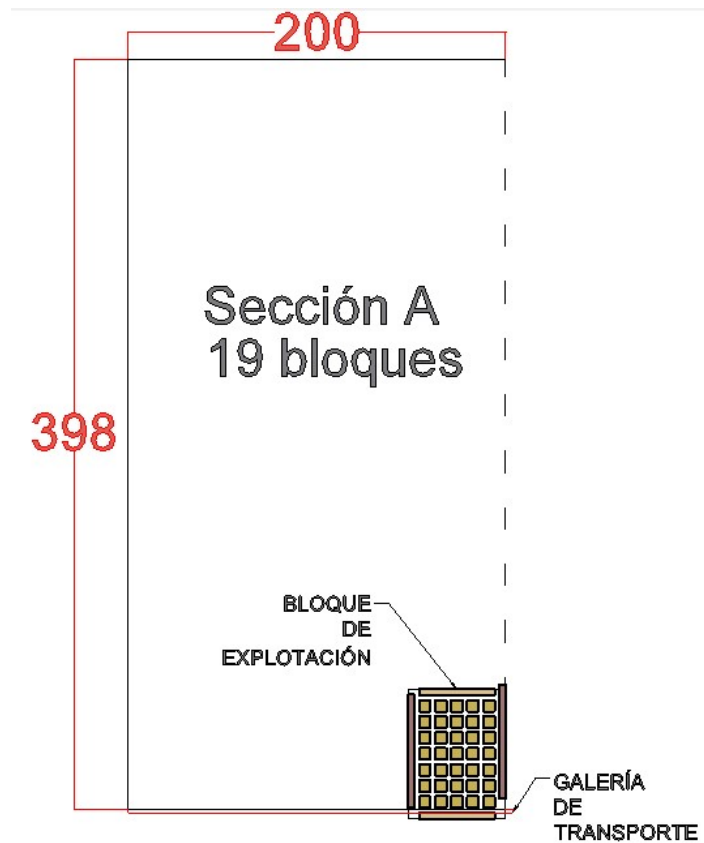


Figura 2. 10 Bloques totales en el yacimiento mineral

2.3.1.7. Ritmo de producción

El bloque de explotación se ha dimensionado con las medidas 51.5 x 68.5 m de acuerdo con la resistencia de los pilares corona, de barrera y puntuales. Se han obtenido 35 pilares de soporte con lo cual se obtiene una tasa de extracción del 58.13%. El tonelaje extraído será de: 5257.93 t.

$$\text{Tiempo de explotación de bloque} = \frac{4257.93 \text{ t}}{54.24 \text{ t/día}} = 78.5 \text{ días/bloque}$$

Para un ritmo de producción de 300 t/día sería necesario explotar 5 bloques simultáneamente.

2.3.1.8 Perforación y Voladura

Teniendo en cuenta los parámetros iniciales de la tabla 2.24, se realizan los cálculos relacionados a la operación de perforación y voladura.

Tabla 2. 24 Parámetros iniciales para cálculos de perforación

Parámetros	Valor
Altura	2 m
Ancho	3 m
Tipo de Roca	Andesita Basáltica
Densidad Mineral	2.6 t/m ³
Constante específica de la roca	0.4
Factor de esponjamiento	1.6

Como avance efectivo de perforación se ha considerado un valor teórico del 95% de la longitud del barreno (López Jimeno & Pernía, 2003).

En la tabla 2.25 se muestran otras cantidades referente a la producción de un avance y del bloque de explotación en general.

Tabla 2. 25 Avances en frente de explotación

Descripción	Cantidad
Ritmo de producción	54.24 t/día
Longitud del Barreno	1.83 m
Avance efectivo de perforación	1.73 m
Volumen de mineral extraído	5.22 m ³ / voladura
Toneladas de mineral extraídas	13.56 t/voladura
Número de voladuras por bloque	314 voladuras en mineral
Metros lineales por bloque	381.5 mlp/bloque

Secuencia de Explotación

En cada bloque se ha decidido tener 2 frentes de explotación, para que exista una distancia considerable entre cada explotación, evitando problemas de desestabilización en el techo de la labor.

La secuencia diaria propuesta ha sido esquematizada en la figura 2.21, teniendo 2 frentes de explotación por turno, para cumplir con la producción.

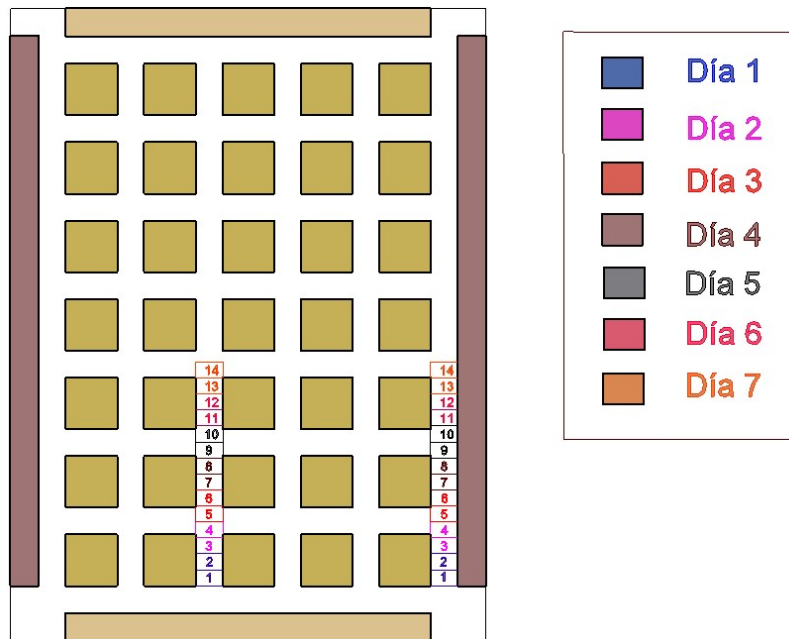
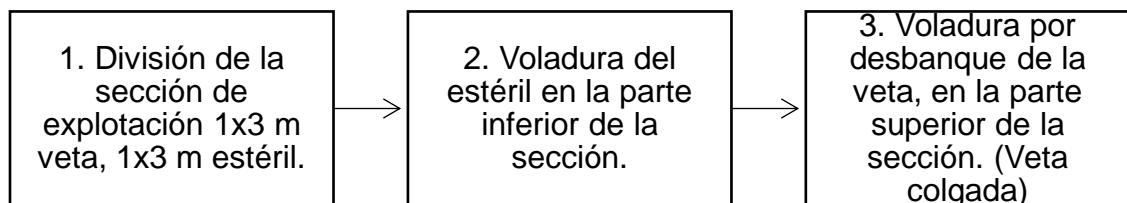


Figura 2. 11 Secuencia de explotación diaria

Diseño de malla de perforación

Tanto en el diseño de la malla de perforación de avance inclinado como en la de avance horizontal, se trabajará de la siguiente manera:



Los parámetros para el cálculo de la carga de explosivos y concentración lineal de carga se han enlistado en las tablas 2.26 y 2.27.

Tabla 2. 26 Parámetros para cálculo de carga de explosivos

Descripción	Valor
Densidad del explosivo (ρ_{exp})	1.05 g/cm ³
Velocidad de detonación del explosivo (V_d)	6000 m/s
Densidad del ANFO (d_{ANFO})	0.8 g/cm ³
Velocidad de detonación del anfo (V_{ANFO})	3000 m/s
Calor de explosión explosivo (Q_e)	4.238 MJ/kg
Gases generados por el explosivo (V_g)	0.922 m ³ /kg
Potencia relativa en peso del explosivo (PRP_{ANFO})	1.7099

Potencia relativa en peso del explosivo

$$PRP_{ANFO} = \sqrt[3]{\frac{d - V_d^2}{d_{ANFO} - V_{ANFO}^2}} \quad (2.15)$$

Tabla 2. 27 Parámetros para malla de perforación

Longitud del Barreno	1.83 m
Diámetro de Barreno vacío (D_2)	40.00 mm
Diámetro de Perforación (D_1)	35.00 mm

Concentración lineal de carga

$$q_l = 55 * D_1 * \left(\frac{B}{D_2}\right)^{1.5} * \left(B - \frac{D_2}{2}\right) * \left(\frac{c}{0.4}\right) * \frac{1}{PRP_{ANFO}} \quad (2.16)$$

Malla 1 en estéril

Cuele según metodología según Ash (1963)

Factor por tamaño de diámetros de taladros (Bernaola & Herrera Herbert, 2013)

$$x = 4.45 * \frac{D_1^2 + D_2^2}{D_1 + D_2}$$

Tabla 2. 28 Fórmulas según Ash para dimensionamiento de cuele

Burden (mm)	Espaciamiento (mm)
$B_1 = 0.55 * ((x + D_1 + D_2)/2)$	$W_1 = B_1\sqrt{2}$
$B_2 = 0.7 * W_1$	$W_2 = (B_1 + 0.5 * W_1)\sqrt{2}$

Tabla 2. 29 Burden y espaciamento de secciones de cuele

	Burden (mm)	Espaciamento (mm)
Sección 1	B ₁ =0.0667	W ₁ =0.0944
Sección 2	B ₂ =0.0660	W ₂ =0.1601
Sección 3	B ₃ =0.1120	W ₃ =0.2717
Sección 4	B ₄ =0.1902	W ₄ =0.4612

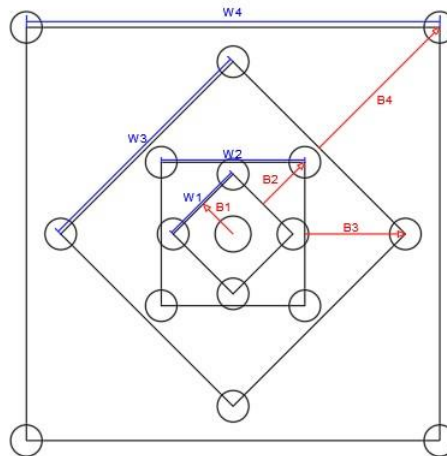


Figura 2. 12 Cuele quemado de 4 secciones en malla de estéril

$$q_l = 55 * 35mm * \left(\frac{0.0667mm}{40mm}\right)^{1.5} * \left(0.0667mm - \frac{40mm}{2}\right) * \left(\frac{0.4}{0.4}\right) * \frac{1}{1.10760}$$

$$= 0.1132 Kg/m$$

$$T = 10 * D_1 = 10 * 0.035m = 0.35 m$$

Resto de la voladura (López Jimeno & Pernía, 2003)

Carga de fondo

$$q_f = 7.85 \times 10^{-4} * d^2 * \rho_{exp} \tag{2.17}$$

$$q_f = 7.85 \times 10^{-4} * (29\text{mm})^2 * \left(1.05 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3}\right) = 0.693 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

Burden

$$B = 0.88 * q_f^{0.35} = 0.773 \text{ m} \quad (2.18)$$

Tabla 2. 30 Formulas para cálculo de espaciamientos en resto de voladura

Sección	B (m)	Espaciamiento (m)	Longitud carga de fondo L _f (m)	Carga de fondo q _f (kg/m)	Concentración carga de columna q _c (kg/m)	Taco (m)
Piso	B	1.1B	L/3	q _f	q _f	0.2B
Hastiales	0.9B	1.1B	L/6	q _f	0.4q _f	0.5B
Techo	0.9B	1.1B	L/6	q _f	0.36q _f	0.5B
Destroza	B	1.1B	L/3	q _f	0.5q _f	0.5B

Tabla 2. 31 Resultados de cálculos resto de voladura

Sección	B (m)	Espaciamiento (m)	Longitud carga de fondo L _f (m)	Carga de fondo q _f (kg/m)	Concentración carga de columna q _c (kg/m)	Taco (m)
Piso	0.773	0.850	0.580	0.693	0.693	0.155
Hastiales	0.696	0.850	0.290	0.693	0.277	0.387
Techo	0.696	0.850	0.290	0.693	0.249	0.387
Destroza	0.773	0.850	0.580	0.693	0.347	0.387

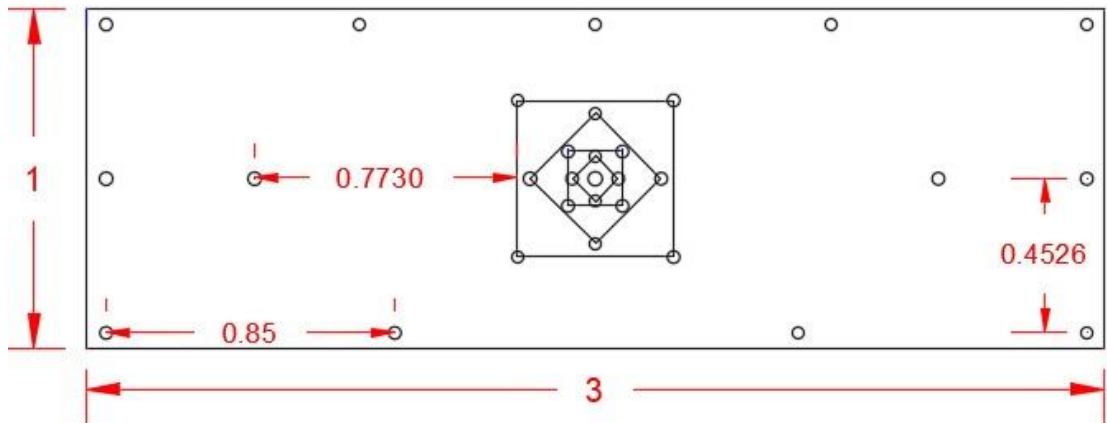


Figura 2. 13 Malla de perforación en estéril

$$P_{esp} = \frac{mlp}{m^3} \quad (2.19)$$

$$P_{esp} = \frac{30 * 1.83m}{1m * 3m * 1.73m} = 10.6 \frac{mlp}{m^3}$$

Voladura malla 1

Tabla 2. 32 Cálculo de explosivos para malla 1

	Cuña	Piso	Hastiales	Techo	Destroza	unidad
Carga real cuña	1.975	0.402	0.201	0.201	0.402	kg
Carga real ANFO	7.783	0.696	0.486	0.486	0.365	kg
#Explosivos	1	3	2	2	3	u/barreno
#Cartuchos ANFO	4	3	4	4	3	u/barreno
#Explosivos totales	16	12	4	10	6	u
#Cartuchos ANFO totales	64	12	8	20	6	u

Tabla 2. 33 Explosivos totales necesarios en la malla 1

MALLA 1	
#Taladros	29 u
EXPLOSIVOS	48 u
ANFO	13.38 kg

Malla 2 Mineral

Cálculo de la piedra por el método de Andersen (1952)

Tabla 2. 34 Parámetros para cálculo de carga de explosivos

Longitud del barreno (L)	9.69 pulg
Densidad de la roca (d)	2.6 t/m ³
Área (A)	3 m ²
Diámetro de perforación (D ₁)	1.38 pulg

$$B = \sqrt{D * L} \quad (2.20)$$

$$B = \sqrt{9.69 * 1.38} = 9.69 \text{ pulg} = 0.25\text{m}$$

Para mallas rectangulares

$$E = 2B$$

Tabla 2. 35 Parámetros para cálculo de carga de explosivos

Volumen por explotar (V)	5.19 m ³
Piedra/Burden (B)	0.25m
Espaciamiento (E)	0.50 m
Sobreperforación (U)	0.1
Sobreperforación (%)	5%

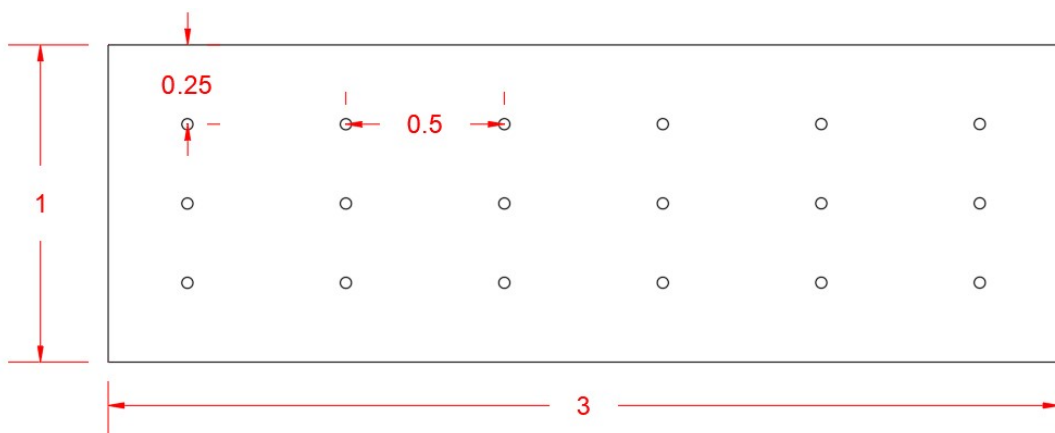


Figura 2. 14 Malla de perforación por desbanque

$$P_{espf} = \frac{18 * 1.83\text{m}}{1\text{m} * 3\text{m} * 1.73\text{m}} = 6.3 \frac{\text{mlp}}{\text{m}^3}$$

Voladura malla 2

Se han considerado:

$$T = B \quad (2.21)$$

$$L_f = 1.3 * B$$

Sin embargo, los valores se han adecuados a las longitudes estándar del explosivo, dando como resultado:

Tabla 2. 36 Cálculo de explosivos para malla 2

Longitud de carga de fondo, L_f (m)	0.325
Longitud de carga de columna, L_c (m)	1.1635
Taco, T (m)	0.18
carga de fondo, q_f (kg)	0.246
#Explosivos (u/taladro)	2
Carga de columna (kg)	0.486
# ANFO (u/taladro)	4

Tabla 2. 37 Explosivos totales necesarios en la malla 2

MALLA 2		
#Taladros	18	u
EXPLOSIVOS	36	u
ANFO	8.76	kg

2.3.1.9 Carga y Transporte

Se instalarán buzones de carga de mineral en cada cámara inferior del bloque de explotación, es decir, 6 buzones por bloque, el acarreo hasta dichos buzones estará proveído por dos sistemas de winches de arrastre, establecidos en cada frente de explotación.

El gráfico en macro de carga y transporte que se empleará, se encuentra esquematizado en la figura 2.25.

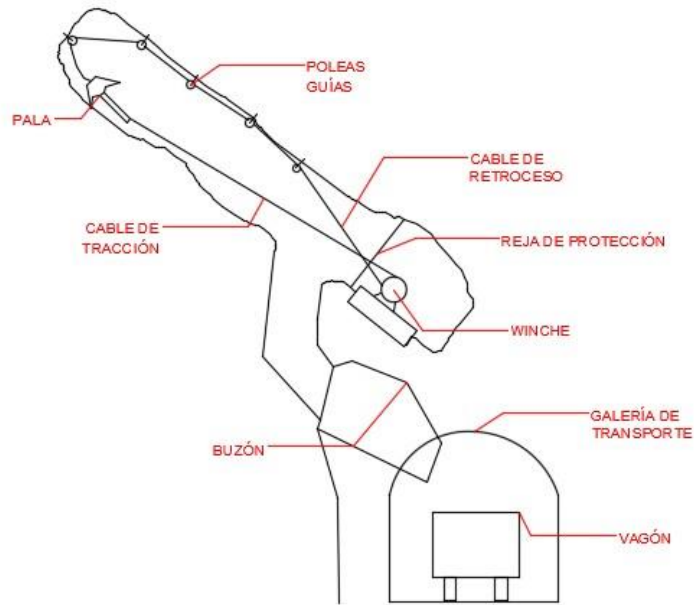


Figura 2. 15 Esquema de carga y transporte de material explotado

Los equipos y accesorios seleccionados para el sistema scrapper, se encuentran en la tabla 2.38:

Tabla 2. 38 Detalles del sistema de acarreo.

Cantidad	Descripción
1	Winche eléctrico de 25 hp
1	Para de arrastre de 66" ancho
12	Poleas de 14" de diámetro externo
1	Carrete de cable de 7/8"
1	Paquete de grilletes

Rendimiento de Scrapper (Le-Feaux, 1999)

$$T = \frac{L}{V_v} + T_2 + \frac{L}{V_c} + T_4 ; [s] \quad (2.22)$$

$$R_s = V * C_{ll} * \left[\frac{d}{1+e} * \frac{3600}{T} \right] ; \left[\frac{t}{h} \right] \quad (2.23)$$

Se calcularon los tiempos de ciclo y rendimiento del sistema scrapper para el avance en vertical, dando como resultado los valores de la tabla 2.39.

Tabla 2. 39 Tiempos de ciclo y rendimiento del sistema Scrapper

Longitud de transporte, L (m)	59.50
Volumen balde, V (m ³)	1.00
Coefficiente de llenado, Cll	0.95
Densidad (t/m ³), d	2.60
Esponjamiento, e	1.60
Tiempo de arrastre balde vacío, T1 (s)	35.84
Tiempo de cambio de marcha y llenado de balde, T2 (s)	90.00
Tiempo de arrastre balde cargado, T3 (s)	35.84
Tiempo de cambio de marcha y vaciado de balde, T4 (s)	60.00
Velocidad media vacío, V _v (m/s)	1.66
Velocidad media cargado, V _c (m/s)	1.00
Tiempo de ciclo, T (s)	245.34
Rendimiento del Sistema, Rs (t/h)	13.94

El transporte desde los buzones hasta el exterior de la mina es por medio de locomotoras, las cuales ya se utilizan en las labores actuales de la mina. De acuerdo con la producción se cálculos los viajes de locomotora de la tabla 2.40.

Tabla 2. 40 Viajes que debe realizar la locomotora

Capacidad de vagón	1.5 t
Vagones que soporta la locomotora	10
Cantidad de vagones requeridos	18.08
Viajes de locomotora por material	2
Viajes totales mineral + estéril	4

Se tienen disponible 2 locomotoras en la mina en donde se realizarán 2 viajes por locomotora simultáneamente, el tiempo de ciclo se especifica a continuación:

Tabla 2. 41 Tiempos de ciclo por locomotora

Distancia bocamina a frente de explotación	2.50 km
Velocidad promedio de recorrido de locomotora llena	6.00 km/h
Velocidad promedio de recorrido de locomotora vacía	7.00 km/h
Tiempo por viaje ida+ regreso	46.43 min
Carga de vagones	1.50 min/vagón
Descarga de vagones	2.50 min/vagón
Tiempo de ciclo total	82.59 min
Tiempo total 2 viajes por locomotora	165.18 min

2.3.2 Para Sistema de Ventilación

2.3.2.1 Cálculo de Caudales

Los parámetros que fueron indispensables para el cálculo de los caudales requeridos se han enlistado en las tablas 2.42 y 2.43.

Tabla 2. 42 Caudales según norma. [Art.138 del S.S N°72]

Caudal por persona	3 m ³ /min
Caudal por hp de equipo a diésel	3 m ³ /min
Norma de aire por ton de producción	0.6 m ³ /min

Tabla 2. 43 Parámetros para el cálculo de caudales

Número de trabajadores fijos (perforistas, ayudantes, etc)	10
Producción diaria	53.97 ton/día
Volumen de gases de explosivo (G)	0.04 m ³ /kg
Cantidad de explosivo (E)	11.85 kg
Tiempo de dilución explosivo	30 min
Porcentaje de dilución de gases en la atmósfera	0.009 %

Según ecuaciones 1.4 a 1.8:

1. *Caudal según número de personas*

$$Q_{per} = 3 \frac{m^3}{min} * 10 = 30 \frac{m^3}{min}$$

2. *Caudal por producción minera*

$$Q_{prod} = 0.6 \frac{m^3}{min} * 53.973 \frac{t}{día} = 32.38 \frac{m^3}{min}$$

3. *Caudal según consumo de explosivos*

$$Q_{expl} = \frac{0.043 \frac{m^3}{kg} * 11.85 kg}{30 min * 0.09\%} * 100\% = 175.56 \frac{m^3}{min}$$

4. *Caudal según polvo en suspensión (Fase de perforación)*

$$Q_{pol} = 30 \frac{m}{min} * S$$

$$Q_{pol} = 30 \frac{m}{min} * 6 m^2 = 180 \frac{m^3}{min}$$

Dando como resultados totales los caudales descritos, para la veta Cornella en la tabla 2.44 y para la veta Vizcaya en la tabla 2.45.

Tabla 2. 44 Resultado de caudales para veta Cornella

Caudales (m3/min)	Etapas de Perforación	Etapas de Voladura
Por número de personas	12.00	30.00
Por producción Minera	32.38	32.38
Según consumo de explosivos	0	175.56
Polvo en suspensión	180	
Total	224.38	237.94

$$Caudal veta cornella = 237.94 \frac{m^3}{min}$$

Tabla 2. 45 Resultado de caudales para veta Vizcaya

Caudales	Descripción (m3/min)
Por número de personas	12.00
Por maquinaria	0.00
Por producción Minera	14.62
Según consumo de explosivos	94.76
Total	121.38

$$Caudal veta Vizcaya = 121.38 \frac{m^3}{min}$$

$$Q_{total} = 237.94 \frac{m^3}{min} + 121.38 \frac{m^3}{min} = 359.32 \frac{m^3}{min}$$

$$Q_{total_eficiente} = 359.32 \frac{m^3}{min} * 1.2 = 431.18 \frac{m^3}{min}$$

$$Q_{total_eficiente} = 7.18 \frac{m^3}{s}$$

Velocidad de circulación del aire

$$v = \frac{Q_{total}}{S} ; \left[\frac{m}{min} \right] \quad (2.24)$$

$$v = \frac{431.184 \frac{m^3}{min}}{6 m^2} = 71.86 \frac{m}{min}$$

La velocidad del aire se encuentra en el rango de [15,150] m/min, por lo que posee un valor que facilita el tránsito de las partículas de polvo.

2.3.2.2 Cálculo de Resistencias y Caída de Presión

Con la ayuda de un esquema de las resistencias del aire (Figura 2.26), se calcularon las resistencias aerodinámicas y locales, para luego con dicho valor obtener la caída de presión. Dando como resultado los valores de la tabla 2.46.

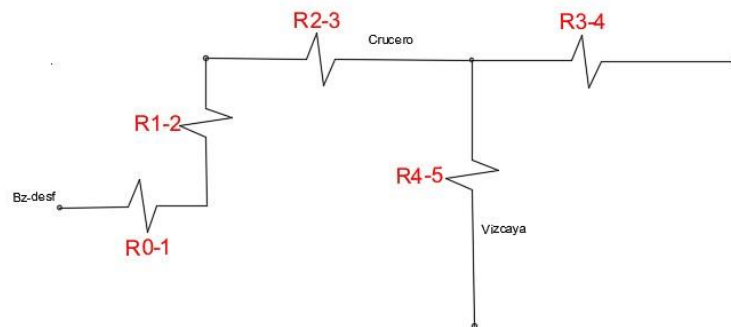


Figura 2. 16 Esquema de resistencias del aire en galerías

Tabla 2. 46 Resultado de cálculo de presión y resistencias para galerías

	Resistencia a las labores mineras (kμ)	Caída de presión mmca
R0-1	0.011	0.551
R1-2	0.075	3.878
R2-3	0.103	5.293
R3-4	0.223	11.505
R4-5	0.148	7.609
Requivalente	0.060	3.113

$$R_A = R_{0-1} + R_{1-2} + R_{2-3} \quad (2.25)$$

$$\frac{1}{R_{eq}} = \frac{1}{R_A} + \frac{1}{R_{3-4}} + \frac{1}{R_{4-5}} \quad (2.26)$$

$$R_{eq} = 0.06 \text{ k}\mu$$

$$h_{labores} = R_{eq} * Q^2 = 0.0593 \text{ k}\mu * (7.18)^2 = 3.11 \text{ mm H}_2\text{O}$$

Orificio equivalente

$$O_{eq} = 0.38 * \frac{1}{\sqrt{R_{eq}}} \quad (2.27)$$

$$O_{eq} = 0.38 * \frac{1}{\sqrt{0.06039}} = 1.55 \text{ m}^2$$

Mina con media dificultad de ventilación, se debe utilizar manga de ventilación

Diámetro de tubería de ventilación

$$d = 0.25\sqrt{A} = 0.25\sqrt{6} = 0.6 \text{ m} \quad (2.28)$$

Para evitar mayores pérdidas de carga el diámetro de la manga de ventilación será de 800 mm para una distancia de 1500 m.

Depresión del ventilador

Los valores de pérdida de presión en la manga de ventilación, con las características previamente obtenidas, se muestran en la tabla 2.47.

Tabla 2. 47 Resultado de cálculo de presión y resistencias para manga de ventilación

	Resistencia a las labores mineras (kμ)	Caída de presión mmca
R0-1	0.981	50.573
R1-2	0.859	44.274
R2-3	0.807	41.590
R3-4	1.775	91.519
R4-5	1.389	71.594
Requivalente	0.60197	31.033

$$R = 6.5 * \frac{\alpha * L_{manga}}{d^5} \quad (2.29)$$

$$R = 0.602 \text{ k}\mu$$

$$h_{vent} = R * Q^2 = 0.602 * (7.18)^2 = 31.033 \text{ mm H}_2\text{O}$$

Potencia del ventilador (Molina & Córdoba, 2011)

$$Potencia = \frac{(h_{labores} + h_{vent}) * Q_t}{1000 * Rendimiento} ; [Kw] \quad (2.30)$$

$$Potencia = \frac{(30.499 + 304.329)Pa * 7.18}{1000 * 0.7} = 3.43 Kw = 2.56 hp$$

Caudal que puede extraer el Blower utilizado en la mina

Se conoce que el diámetro de la tubería de extracción es 568 mm, y que la distancia entre cada blower es de 115 m por lo que, de acuerdo con la ec. 2.29, la resistencia que debe soportar será:

$$R = 2.213 \text{ k}\mu$$

Por lo que la presión es la siguiente:

$$h_{blower} = R * Q^2 = 2.213 * (7.18)^2 = 114.06 \text{ mm H}_2\text{O}$$

Las características del blower se muestran en la tabla 1.1. La ecuación 2.28, reescrita, tendríamos que el caudal que soporta este equipo es el siguiente:

$$Q_{blower} = \frac{Potencia * 1000 * Rendimiento}{(h_{labores} + h_{blower})}$$

$$Q_{blower} = \frac{11.93 kw * 1000 * 0.875}{(304.329 + 117.84)} = 7.34 \frac{m^3}{s}$$

De esta manera se comprueba que el equipo blower puede absorber el caudal que enviará el ventilador.

2.3.2.3 Diseño final del sistema de ventilación

Se utilizará un sistema de ventilación impelente, debido a que en la mina se posee un sistema de extracción de gases operado por medio de blowers, lo que facilitará la absorción del caudal que será proveído por el ventilador, el cual puede ser visualizado en la figura 2.27.

Factores de selección del sistema de ventilación

- Actualmente se posee un sistema de extracción de gases por medio de blowers, por lo que la instalación resultará relativamente sencilla.
- El utilizar un sistema aspirante no resultaría factible debido a la incompatibilidad al ya existir otro método de extracción.
- La limpieza de gases se produce de una más rápida en comparación de los otros métodos de ventilación.

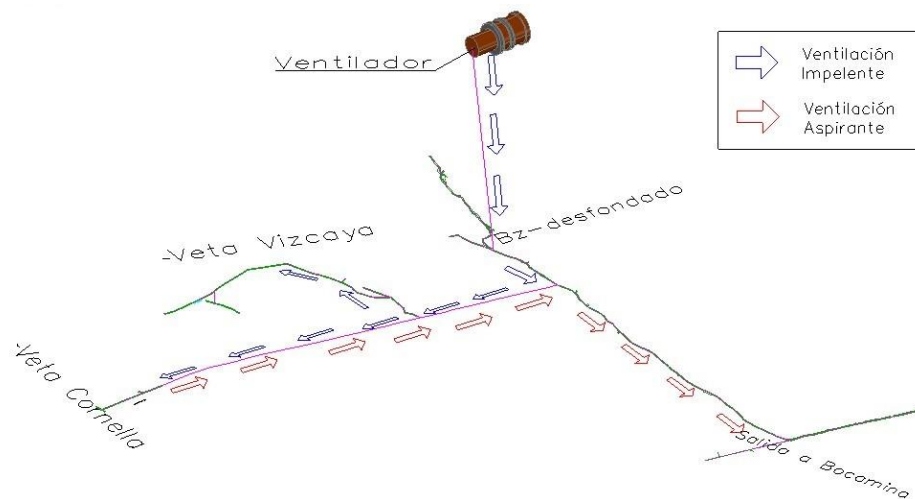


Figura 2. 17 Circuito de ventilación combinado

CAPÍTULO 3

3. RESULTADOS Y ANÁLISIS

En base a las características geotécnicas y geométricas del yacimiento se determinó mediante métodos de selección multicriterio que el mecanismo de extracción de mineral, a través del método de corte y relleno resultaba óptimo en este yacimiento. Sin embargo, debido al alto costo de inversión y mantenimiento operativo que requiere el desarrollo de este, no resultó viable su implementación.

Por este motivo, se seleccionó el método de cámaras y pilares ya que es selectivo, y pese a que el buzamiento del cuerpo mineralizado es elevado, no requiere un alto costo de inversión por implementación de maquinaria muy tecnificada.

Se delimitaron los bloques de explotación para el yacimiento de 200 m de ancho y 398 m de largo, con una proyección aproximada de 19 bloques de explotación con dimensiones 51.5 m de ancho y 68.5 m de largo.

En el diseño del método se emplearon cámaras de 3 m de ancho y pilares cuadrados de 5.5 x 5.5 m, con una altura de 2 m garantizando un factor de seguridad superior a 1.3, lo que resultó favorable para la explotación de este bloque mineralizado, debido a que la explotación se realizará en 79 días, y luego de este tiempo, el bloque será abandonado. De la misma manera, se cumplió con el diseño de pilares de barra y corona con lo que se pudo asegurar una estabilidad en las labores de extracción.

Tabla 3. 1 Parámetros empleados para la determinación de relaciones de w/h del pilar

w/h	4	5	5.5	6	6,5
FS	0.99	1.23	1.34	1.44	1.53
e	67.35%	60.94%	58.13%	55.56%	53.19%

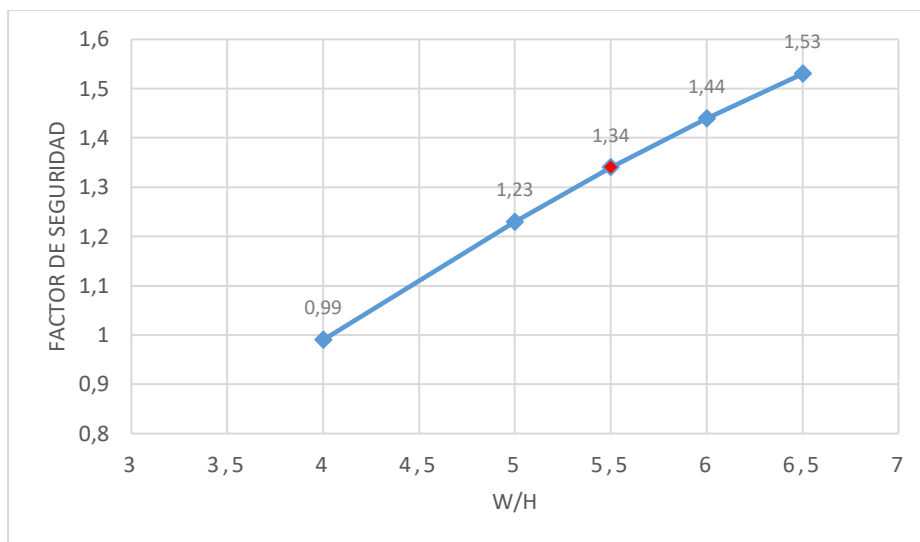


Figura 3. 1 Factor de Seguridad en función de W/H

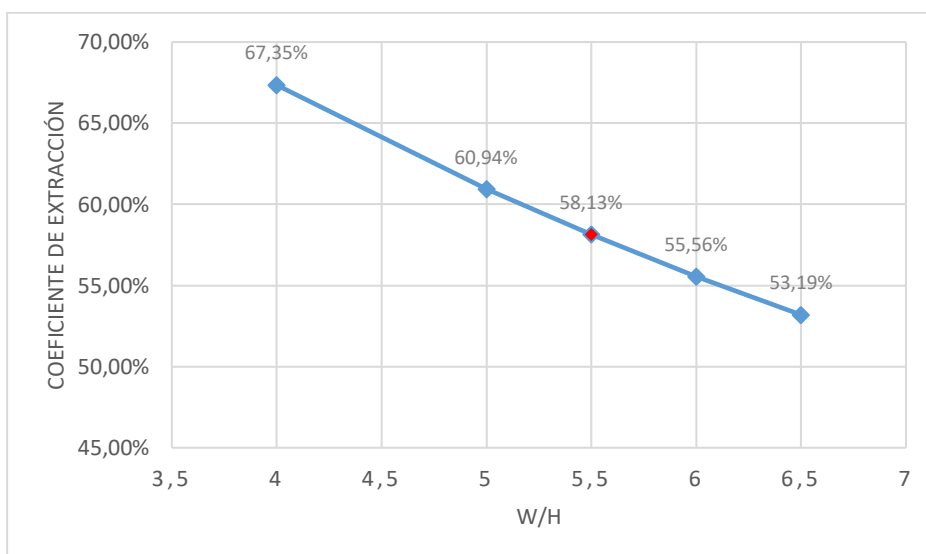


Figura 3. 2 Coeficiente de extracción en función de W/H

Como se puede observar en la Fig. 3.1; 3.2, la relación alto, ancho del diseño de explotación empleada aseguró aceptabilidad tanto en el factor de seguridad como en el coeficiente de extracción, en contraste de las otras relaciones w/h analizadas.

Considerando que la potencia del cuerpo mineralizado posee un promedio de 1 m, los pilares fueron diseñados de manera mixta. Debido a que se determinó una altura del pilar de 2 m, de manera que sean labores confortables para el acceso del personal a los frentes de trabajo. El diseño

trató de un análisis de resistencia a las cargas que actúan sobre el material tanto mineralizado, como de roca yacente.

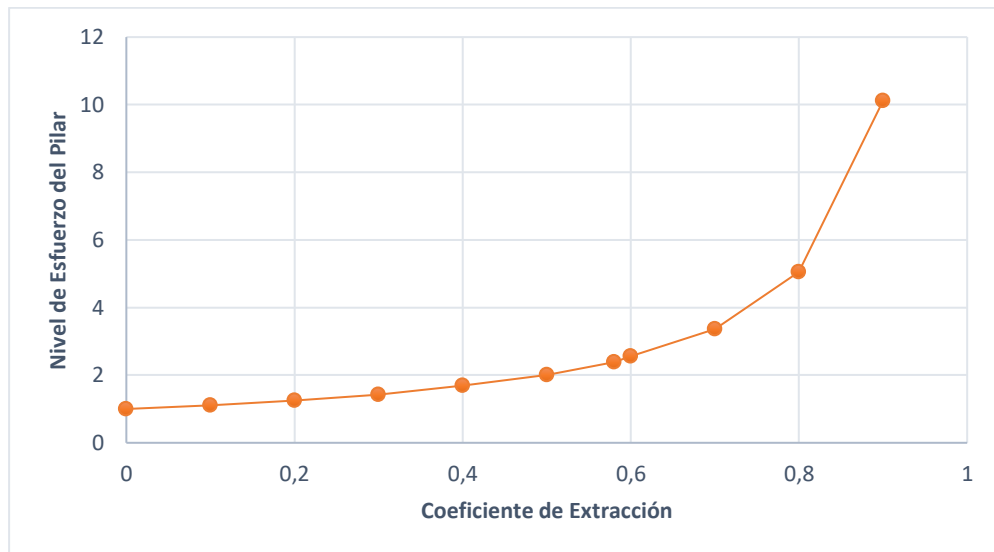


Figura 3. 3 Influencia del coeficiente de extracción vs nivel de esfuerzo del pilar de soporte.

El coeficiente de extracción obtenido en el bloque de explotación de este diseño fue de 58.13%, lo que se considera aceptable en el método de cámaras y pilares, teniendo como valor límite de extracción el 70%, debido que a partir de este porcentaje el nivel de esfuerzo del pilar presenta un crecimiento exponencial, tal como se muestra en la figura 3.3, lo que indica un riesgo en la estabilidad de las labores.

Para la explotación de las cámaras se diseñaron dos tipos de voladura, ya que la potencia de la veta tiene un promedio de 1m, y la altura de la cámara es de 2 m, de esta manera se pudo disminuir la dilución del mineral desde un 50% hasta una dilución esperada del 10% aproximadamente. Explotando en primer plano el material estéril, para posteriormente tener el mineral en la parte superior en el techo de la labor, y al tener 2 caras libres, extraerlo mediante una perforación por banqueo.

Se seleccionaron en base a la productividad requerida, barrenos de 1.83 m, brocas de 40 y 35 mm, explosivos nacionales, así como maquinaria de fácil acceso y maniobrabilidad en labores de secciones pequeñas tal como son las perforadoras mecánicas Jackleg y los scrapper.

Para el cálculo de las mallas de perforación en la roca estéril, se calculó que la cantidad requerida es de 46 barrenos de 35 mm y un barreno vacío de 40 mm, mientras que, para la parte mineral, se determinaron 18 barrenos de 35 mm, la cantidad disminuyó debido a que, en la última malla mencionada, no se requiere un cuele, ya que se disponen de 2 caras libres.

Se determinó el caudal eficiente para el circuito de ventilación, siendo este de 431.184 m³/min, en donde se consideran las labores de explotación que se encuentran desarrollándose en la veta Vizcaya, así como también la extracción de mineral provista en el bloque diseñado de la veta Cornella, en la figura 3.4 se puede observar la cantidad de caudal que ha aumentado en comparación al diseño que actualmente se posee en la mina.

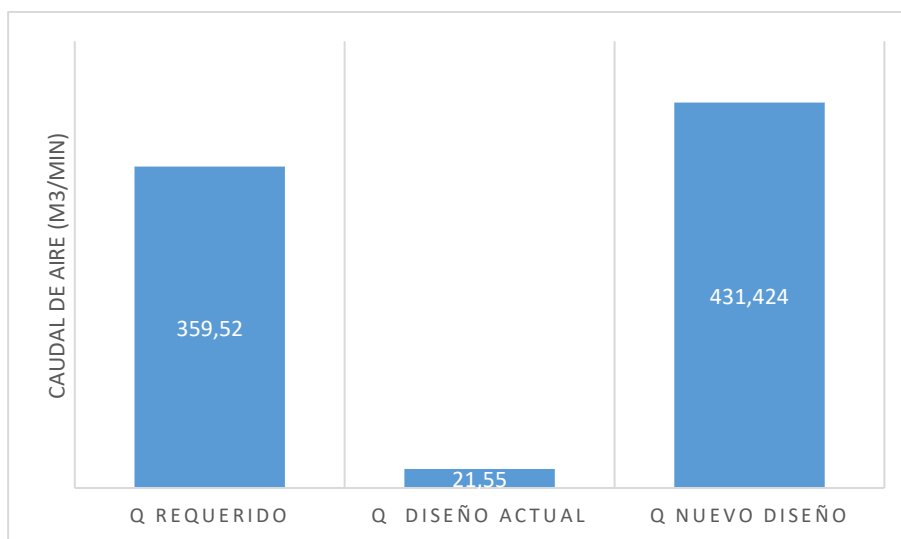


Figura 3. 4 Comparación de caudales de aire

El circuito de ventilación propuesto consta de un método de ventilación combinado, mediante un sistema impelente, insertando el caudal requerido por medio de un ventilador axial, y además extrayendo los gases por medio de blowers, que actualmente se encuentran instalados en la mina.

Se calculó el caudal de aire que los blowers pueden extraer, siendo este de 440.4 m³/min, por lo que pudieron ser aplicados con el sistema de ventilación impelente, y así disminuyendo los costos de instalación.

Análisis de Costos

Inversión Inicial

Tabla 3. 2 Equipos y materiales empleados en el proyecto

Cant.	EQUIPOS Y MATERIALES	Costo unitario	Costo total
2	Winche eléctrico 25 HP	\$8,500	\$17,000.00
2	Pala arrastre	1800	\$3,600.00
24	Poleas	1500	\$36,000.00
2	Paquete de pernos para pala	5	\$10.00
2	Carrete de Cables 7/8	1250	\$2,500.00
2	paquete de grilletes	15	\$30.00
2	Costo Perforadora + pie de avance	700	\$1,400.00
1	Ventilador Axial Minero	4000	\$4,000.00
1	Tablero de arranque de ventilador	1400	\$1,400.00
1500	Manga de ventilación	3.5	\$5,250.00
TOTAL			\$71,190.00

Costo Operativo

Tabla 3. 3 Costos operativos de mina

Mantenimiento		
Mantenimiento general	\$0.37	\$/h
Mano de Obra		
Operador	3.89	\$/h
Mecánico	3.33	\$/h
Ayudante	2.22	\$/h
Perforista	3.33	\$/h
Costo Energético		
Winche	4.47	\$/h
Ventilador	0.32	\$/h
Explosivos		
explosivos	84	u/avance
ANFO	22.13	kg/avance
explosivos	\$ 35.96	\$/avance
ANFO	\$ 24.79	\$/avance
Fulminantes	\$ 10.34	\$/avance
Mecha lenta	\$ 36.38	\$/avance
Cordón detonante	\$ 0.84	\$/avance
Costo por avance	\$ 108.30	\$/avance

Costo mlp	\$ 62.28	\$/mlp
Costo horario	\$ 18.05	\$/h
Aceros		
Broca	0.06	\$/h
Barreno	0.16	\$/h
COSTO TOTAL OPERATIVO	\$36.20	\$/h

CAPÍTULO 4

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

Se seleccionó el método de explotación por cámaras y pilares comparando la factibilidad de aplicación de este con respecto a los métodos sugeridos por la clasificación UBC y técnicas de decisión multicriterio.

Se estableció el dimensionamiento de los pilares de soporte, barrera y corona mediante un factor de seguridad superior a 1.3 que garantice la estabilidad de las labores para un bloque de explotación.

Se determinó que el diseño del método de explotación es aplicable para el bloque de explotación analizado, y es replicable, siempre y cuando se garantice que todo el yacimiento tiene las reservas mineras suficientes para que sea explotable.

Se seleccionó la maquinaria para la operación de acarreo de material, la cual se desarrollará mediante Scrappers con una potencia de 25 hp y palas de arrastre de 1m³ para la alimentación de los vagones y transporte del mineral al exterior de la mina.

Se calculó el caudal requerido dentro de mina, siendo éste de 431.18 m³/min, y el cual abastece las vetas Cornella y Vizcaya, teniendo en consideración los parámetros que se obtuvieron en campaña de medición in situ.

El circuito de ventilación seleccionado consta de un sistema impelente, mediante el uso de un ventilador axial ubicado en superficie, en la entrada del pozo desfondado, el cual, con una manga de ventilación de 800 mm, envía el caudal necesario por una longitud de 1500 m a los sectores de veta Cornella y Vizcaya. Para la extracción de gases se emplearán blowers, los cuales actualmente se encuentran dispuestos en las labores de la mina, y satisfacen la circulación suministrada en el circuito de ventilación.

Recomendaciones

Se debe realizar un estudio de las reservas existentes en el yacimiento, proponiendo un cambio del mecanismo de muestreo actual, mediante la adquisición de un equipo de sondeos de diamantina.

En la determinación de la resistencia a la compresión simple, emplear además de la medición in situ, un análisis de laboratorio, para evitar errores sistemáticos y aleatorios.

Es recomendable el uso de varios métodos para la determinación de densidad de la roca, realizando así una comparación de los resultados obtenidos, de tal manera que se obtengan valores exactos, ya que este valor es importante en el dimensionamiento de maquinaria, operaciones de voladura, entre otros.

Se recomienda realizar un estudio sobre la factibilidad de recuperación de pilares para maximizar la tasa de extracción de este yacimiento.

BIBLIOGRAFÍA

- Agencia de Regulación y Control Minero. *Reglamento de Seguridad y Salud en el Trabajo en el ámbito minero.* , (2014).
- Agencia de Regulación y Control Minero. (2016). *Proyecto de Seguimiento, Control y Evaluación de Labores Mineras en el distrito Zaruma - Portovelo.*
- Alarcon Rojas, D., Albuerne Pérez, J., & Fernández Bustillo. (2011). *Manual de ventilación de minas y obras subterráneas.*
- Álvarez, C. M., Arias, C. A., Builes, J. S., Ordóñez, O., & Zapata, G. D. (2014). Evaluation of load losses in the ventilation circuit by the use of fortification in coal mines, study case: Nechí Mine, Amagá, Antioquia. *Boletín de Ciencias de La Tierra*, (36), 33–41.
- Amstrong, J. R., & Menon, R. (2001). Minas y Canteras. In Ministerio de Trabajo y Asuntos Sociales (Ed.), *Enciclopedia de seguridad y salud en el trabajo* (pp. 1–63).
- Arias, G. (2017). Zonificación de paragénesis de las vetas Colorada, Katherine y Gaby norte en la sociedad civil minera Goldmins ubicada en el distrito aurífero Polimetálico Portovelo-Zaruma. Universidad Central del Ecuador.
- Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics Felsmechanik Mécanique Des Roches*, 6(4), 189–236.
- Bernaola, A., & Herrera Herbert, J. (2013). *Perforación Y Voladura De Rocas En Minería Departamento De Explotación De Recursos Minerales Y Obras Subterráneas Laboratorio De Tecnologías Mineras* (Primers).
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications: A Complete Manual for Engineers and Geologists in Mining, Civil, and Petroleum Engineering.*
- Bustillo, M., & López Jimeno, C. (1997). *Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras* (E. Gráfico, Ed.). Madrid.

- Chuqui, R. (2017). *Zonificación metalogénica de vetas de los sectores M y R de la mina Goldmins, ubicada en la parroquia Malvas, cantón Zaruma de la provincia de El Oro* (Vol. 92). Universidad Central del Ecuador.
- Contreras, A. P., & Cifuentes, S. V. (2008). *Revisión de metodologías para el diseño geomecánico de pilares en minería subterránea*. Concepción, Chile.
- Estruch, M., & Tapia, A. (2003). *Topografía Subterránea para Minería y Obras* (Primera; E. UPC, Ed.). Barcelona.
- Hartman, H. (1961). *Mine Ventilation and Air Conditioning* (10th ed.; R. Press, Ed.).
- Herrera, H., & Gómez, J. (2007). *Diseño de Explotaciones e infraestructura minera subterránea*.
- Romero, J., Triana, A. & Cortes, F. (2008). *Selección del método de explotación minera a partir de información cuantificada aplicando técnicas de decisión multicriterio*. (2004), 1–6.
- Jordá-Bordehore, L., Jordá-Bordehore, R., Durán Valsero, J. J., & Romero-Crespo, P. L. (2017). Evaluación de la estabilidad de las labores y pilar corona en las minas abandonadas de S'Argentera (Ibiza, España) combinando clasificaciones geomecánicas, métodos empíricos y análisis numérico enfocado a su posible aprovechamiento turístico. *Boletín Geológico y Minero*.
- Le-Feaux, R. E. (1999). *Manejo de materiales en explotaciones subterráneas* (Primera). Santiago: Universidad de Chile, Facultad de Ciencias físicas y matemáticas.
- López Jimeno, C., & Pernía, J. M. (2003). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas* (Primera; ETIMSA, Ed.). Madrid.
- Luque Cabal, V. (1988). *Manual de Ventilación de Minas*. Madrid.
- Ministerio de Energía y Recursos no Renovables. *Ley de Minería de la República del Ecuador*. , Pub. L. No. SCLF-2009-045, 1 (2018).
- Ministerio de Minas y Energía de la República de Colombia. *Reglamento de*

Seguridad en labores Subterráneas. , (1987).

Misra, G. (1986). *Mine Environment and Ventilation* (Oxford University Press, Ed.).

Molina, J, & Córdoba C (2011). *Caracterización de sistemas de ventilación en minería subterránea* (Boletín Ciencias de la Tierra). Colombia.

Ramirez Oyangüren, P. (1991). *Mecánica de rocas aplicada a la minería metálica subterránea* (I. T. GEOMINERO, Ed.). Madrid.

APÉNDICES

Apéndice A3: Formatos de mapeo geomecánico

ESTACIÓN	FORMATO DE MAPEO GEOMECÁNICO
E-9 VETA CHIMENEA	

Nombre del Proyecto:	DISEÑO SISTEMA DE EXPLOTACIÓN
Elaborado por:	Carlos Palacios/Solange Muñiz
Fecha:	29/4/2019
Labor:	Veta Francesa

SISTEMA RMR									
PARÁMETRO	VALOR	ESCALA DE VALORES						PUNTAJE	
Resistencia a la compresión uniaxial (Mpa)		>250	100-250	50-100	25-50	10-25	3-10	1-3	
Valoración		15	12	7	4	2	1	0	4
RQD (%)		90-100	75-90	50-75	25-50	<25			
Valoración		20	17	13	8	3			20
Espaciamiento de Discontinuidades		>2 m	0.6-2 m	0.2-0.6 m	0.06-0.2 m	<0.06 m			
Valoración		20	15	10	8	5			8
CONDICIÓN DE DISCONTINUIDADES									
PARÁMETRO	VALOR	ESCALA DE VALORES						PUNTAJE	
Persistencia (m)		<1	1-3	3-10	10-20	>20			
Valoración		6	4	2	1	0			6
Apertura (mm)		Ninguna	<0,1	0,1-1	1-5	>5			
Valoración		6	5	4	1	0			6
Rugosidad		Muy rugoso	Rugoso	Lig. Rugoso	Liso	Espejo de falla			
Valoración		6	5	3	1	0			3
Relleno		Ninguno	Duro <5mm	Duro>5mm	Suave<5mm	Suave>5mm			
Valoración		6	4	2	1	0			6
Meteorización		No Meteo.	Lig. Meteor.	Mod. Meteo.	Alt. Meteo.	Descompuesta			
Valoración		6	5	3	2	0			6
Agua Subterránea		Seca	Lig. Húmeda	Húmeda	Goteo	Flujo			
Valoración		15	10	7	4	0			15
Orientación								-2	
								RMR₈₉ (Basico) =	74
								RMR₈₉ (Corregido) =	72
								RMR'₈₉ (Condiciones Secas)=	74
Condiciones Secas									
JRC									
		RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	20-0		
		DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III MEDIO	IV MALA	V MUY MALA		BUENA

ESTACIÓN	FORMATO DE MAPEO GEOMECÁNICO
E-8 YACENTE CHIMENEA	

Nombre del Proyecto:	DISEÑO SISTEMA DE EXPLOTACIÓN
Elaborado por:	Carlos Palacios/Solange Muñiz
Fecha:	29/4/2019
Labor:	Veta Francesa

SISTEMA RMR									
PARÁMETRO	VALOR	ESCALA DE VALORES							PUNTAJE
Resistencia a la compresión uniaxial (Mpa)		>250	100-250	50-100	25-50	10-25	3-10	1-3	
Valoración		15	12	7	4	2	1	0	7
RQD (%)		90-100	75-90	50-75	25-50	<25			
Valoración		20	17	13	8	3			20
Espaciamiento de Discontinuidades		>2 m	0.6-2 m	0.2-0.6 m	0.06-0.2 m	<0.06 m			
Valoración		20	15	10	8	5			8
CONDICIÓN DE DISCONTINUIDADES									
PARÁMETRO	VALOR	ESCALA DE VALORES							PUNTAJE
Persistencia (m)		<1	1-3	3-10	10-20	>20			
Valoración		6	4	2	1	0			4
Apertura (mm)		Ninguna	<0,1	0,1-1	1-5	>5			
Valoración		6	5	4	1	0			6
Rugosidad		Muy rugoso	Rugoso	Lig. Rugoso	Liso	Espejo de falla			
Valoración		6	5	3	1	0			5
Relleno		Ninguno	Duro <5mm	Duro >5mm	Suave <5mm	Suave >5mm			
Valoración		6	4	2	1	0			6
Meteorización		No Meteo.	Lig. Meteor.	Mod. Meteo.	Alt. Meteo.	Descompuesta			
Valoración		6	5	3	2	0			6
Agua Subterránea		Seca	Lig. Húmeda	Húmeda	Goteo	Flujo			
Valoración		15	10	7	4	0			15
Orientación									-2
RMR₈₉ (Basico) =									77
RMR₈₉ (Corregido) =									75
RMR₈₉ (Condiciones Secas)=									77
Condiciones Secas									
	JRC								
		RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	20-0		BUENA
		DESCRIPCIÓN	I MUJ BUENA	II BUENA	III MEDIO	IV MALA	V MUJ MALA		

SISTEMA DE CLASIFICACIÓN Q			
PARAMETROS		RANGO	PUNTAJE
RQD (%)	RQD	94.00%	94
Número de discontinuidades	Jn	Un sistema de discontinuidad	2
Número de rugosidad	Jr	Un sistema de principal y uno secundario	3
Número de alteración	Ja	Ajustadas, rellenas con material compacto	0.75
Número de agua subterránea	Jw	Secas o flujos bajos (5 l/min)	1
Factor de reducción de esfuerzos	SRF	Tensiones moderadas, condiciones tensionales favorables	1
Q = (RQD/Jn) x (Jr / Ja) x (Jw / SRF)		Q =	188.00
Q' = (RQD/Jn) x (Jr / Ja)		Q' =	188.00

Q	1000-400	400-100	100-40	40-10	10-4.0	4-1.0	1-0.1	0.1-0.01	0.01-0.001	
DESCRIPCIÓN	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXTREMADAMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	MEDIO	MALA	MUY MALA	EXTREMADAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE MALA	EXTREMADAMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA	GSI = RMR'89 - 5			72
TABLA GEOMECÁNICA (GSI)			VALORES	SIMBOLO
			GSI	RMR
OBSERVACIONES			Q	188.00
			GSI	

ESTACIÓN	FORMATO DE MAPEO GEOMECÁNICO
E-7 COLGANTE CHIMENEA	

Nombre del Proyecto:	DISEÑO SISTEMA DE EXPLOTACIÓN
Elaborado por:	Carlos Palacios/Solange Muñiz
Fecha:	29/4/2019
Labor:	Veta Francesa

SISTEMA RMR									
PARÁMETRO	VALOR	ESCALA DE VALORES						PUNTAJE	
Resistencia a la compresión uniaxial (Mpa)		>250	100-250	50-100	25-50	10-25	3-10	1-3	
Valoración		15	12	7	4	2	1	0	7
RQD (%)		90-100	75-90	50-75	25-50	<25			
Valoración		20	17	13	8	3			20
Espaciamiento de Discontinuidades		>2 m	0.6-2 m	0.2-0.6 m	0.06-0.2 m	<0.06 m			
Valoración		20	15	10	8	5			8
CONDICIÓN DE DISCONTINUIDADES									
PARÁMETRO	VALOR	ESCALA DE VALORES						PUNTAJE	
Persistencia (m)		<1	1-3	3-10	10-20	>20			
Valoración		6	4	2	1	0			2
Apertura (mm)		Ninguna	<0,1	0,1-1	1-5	>5			
Valoración		6	5	4	1	0			6
Rugosidad		Muy rugoso	Rugoso	Lig. Rugoso	Liso	Espejo de falla			
Valoración		6	5	3	1	0			3
Relleno		Ninguno	Duro <5mm	Duro >5mm	Suave <5mm	Suave >5mm			
Valoración		6	4	2	1	0			6
Meteorización		No Meteo.	Lig. Meteor.	Mod. Meteo.	Alt. Meteo.	Descompuesta			
Valoración		6	5	3	2	0			6
Agua Subterránea		Seca	Lig. Húmeda	Húmeda	Goteo	Flujo			
Valoración		15	10	7	4	0			15
Orientación								-2	
RMR₈₉ (Basico) =									73
RMR₈₉ (Corregido) =									71
RMR'₈₉ (Condiciones Secas)=									73
Condiciones Secas									
JRC									
		RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	20-0		BUENA
		DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III MEDIO	IV MALA	V MUY MALA		

SISTEMA DE CLASIFICACIÓN Q			
PARAMETROS		RANGO	PUNTAJE
RQD (%)	RQD	94.00%	94
Número de discontinuidades	Jn	Un sistema principal	2
Número de rugosidad	Jr	Lisas, onduladas	4
Número de alteración	Ja	Ajustadas, rellenas, con material compacto	0.75
Número de agua subterránea	Jw	Secas o flujos bajos (5 l/min)	1
Factor de reducción de esfuerzos	SRF	Tensiones moderadas, condiciones tensionales favorables	1
Q = (RQD/Jn) x (Jr / Ja) x (Jw / SRF)			Q = 250.67
Q' = (RQD/Jn) x (Jr / Ja)			Q' = 250.67

Q	1000-400	400-100	100-40	40-10	10-4.0	4-1.0	1-0.1	0.1-0.01	0.01-0.001	
DESCRIPCIÓN	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXTREMADAMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	MEDIO	MALA	MUY MALA	EXTREMADAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE MALA	EXTREMADAMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA					GSI = RMR'89 - 5			68
TABLA GEOMECÁNICA (GSI)					VALORES			SIMBOLO
					GSI	RMR	Q	GSI
							250.67	
OBSERVACIONES								

ESTACIÓN	FORMATO DE MAPEO GEOMECÁNICO
E-6 VETA CHIMENEA	

Nombre del Proyecto:	DISEÑO SISTEMA DE EXPLOTACIÓN
Elaborado por:	Carlos Palacios/Solange Muñiz
Fecha:	29/4/2019
Labor:	Veta Francesa

SISTEMA RMR																										
PARÁMETRO	VALOR	ESCALA DE VALORES						PUNTAJE																		
Resistencia a la compresión uniaxial (Mpa)		>250	100-250	50-100	25-50	10-25	3-10	1-3																		
Valoración		15	12	7	4	2	1	0	4																	
RQD (%)		90-100	75-90	50-75	25-50	<25																				
Valoración		20	17	13	8	3			17																	
Espaciamiento de Discontinuidades		>2 m	0.6-2 m	0.2-0.6 m	0.06-0.2 m	<0.06 m																				
Valoración		20	15	10	8	5			10																	
CONDICIÓN DE DISCONTINUIDADES																										
PARÁMETRO		ESCALA DE VALORES						PUNTAJE																		
Persistencia (m)		<1	1-3	3-10	10-20	>20																				
Valoración		6	4	2	1	0			6																	
Apertura (mm)		Ninguna	<0,1	0,1-1	1-5	>5																				
Valoración		6	5	4	1	0			6																	
Rugosidad		Muy rugoso	Rugoso	Lig. Rugoso	Liso	Espejo de falla																				
Valoración		6	5	3	1	0			3																	
Relleno		Ninguno	Duro <5mm	Duro >5mm	Suave <5mm	Suave >5mm																				
Valoración		6	4	2	1	0			6																	
Meteorización		No Meteo.	Lig. Meteor.	Mod. Meteo.	Alt. Meteo.	Descompuesta																				
Valoración		6	5	3	2	0			6																	
Agua Subterránea		Seca	Lig. Húmeda	Húmeda	Goteo	Flujo																				
Valoración		15	10	7	4	0			15																	
Orientación		<table border="1" style="width: 100%; text-align: center;"> <tr> <th colspan="2">Rumbo perpendicular al eje de la excavación Diferencia con el buzamiento</th> <th colspan="2">Rumbo paralelo al eje de la excavación Diferencia con el buzamiento</th> <th colspan="2">Buzamiento 0°-30° Independiente a otro rumbo</th> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>B₄₅ 30°-45° Muy Favorable 15</td> <td>B₄₅ 45°-60° Favorable 12</td> <td>B₄₅ 30°-45° Regular 10</td> <td>B₄₅ 45°-60° Desfavorable 7</td> <td>B₄₅ 30°-45° Muy Desfavorable 5</td> <td>B₄₅ 45°-60° Regular 3</td> </tr> </table>						Rumbo perpendicular al eje de la excavación Diferencia con el buzamiento		Rumbo paralelo al eje de la excavación Diferencia con el buzamiento		Buzamiento 0°-30° Independiente a otro rumbo								B ₄₅ 30°-45° Muy Favorable 15	B ₄₅ 45°-60° Favorable 12	B ₄₅ 30°-45° Regular 10	B ₄₅ 45°-60° Desfavorable 7	B ₄₅ 30°-45° Muy Desfavorable 5	B ₄₅ 45°-60° Regular 3	-2
Rumbo perpendicular al eje de la excavación Diferencia con el buzamiento		Rumbo paralelo al eje de la excavación Diferencia con el buzamiento		Buzamiento 0°-30° Independiente a otro rumbo																						
B ₄₅ 30°-45° Muy Favorable 15	B ₄₅ 45°-60° Favorable 12	B ₄₅ 30°-45° Regular 10	B ₄₅ 45°-60° Desfavorable 7	B ₄₅ 30°-45° Muy Desfavorable 5	B ₄₅ 45°-60° Regular 3																					
RMR₈₉ (Basico) =								73																		
RMR₈₉ (Corregido) =								71																		
RMR'₈₉ (Condiciones Secas) =								73																		
Condiciones Secas		JRC	RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	20-0	BUENA																	
			DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III MEDIO	IV MALA	V MUY MALA																		

SISTEMA DE CLASIFICACIÓN Q			
PARAMETROS		RANGO	PUNTAJE
RQD (%)	RQD	88.00%	88
Número de discontinuidades	Jn	Un sistema principal	2
Número de rugosidad	Jr	Lisas, onduladas	4
Número de alteración	Ja	Ajustadas, rellenas con material compacto	0.75
Número de agua subterránea	Jw	Secas o flujos bajos (5 l/min)	1
Factor de reducción de esfuerzos	SRF	Tensiones moderadas, condiciones tensionales favorables	1
$Q = (RQD/Jn) \times (Jr / Ja) \times (Jw / SRF)$			Q = 234.67
$Q' = (RQD/Jn) \times (Jr / Ja)$			Q' = 234.67

Q	1000-400	400-100	100-40	40-10	10-4.0	4-1.0	1-0.1	0.1-0.01	0.01-0.001	
DESCRIPCIÓN	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXTREMADAMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	MEDIO	MALA	MUY MALA	EXTREMADAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE MALA	EXTREMADAMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA					GSI = RMR'89 - 5					68
TABLA GEOMECÁNICA (GSI)					VALORES				SIMBOLO	
					GSI	RMR	Q	GSI		
OBSERVACIONES							234.67			

ESTACIÓN	
E-4 YACENTE CHIMENEA	

FORMATO DE MAPEO GEOMECÁNICO

Nombre del Proyecto:	DISEÑO SISTEMA DE EXPLOTACIÓN
Elaborado por:	Carlos Palacios/Solange Muñiz
Fecha:	29/4/2019
Labor:	Veta Francesa

SISTEMA RMR																																										
PARÁMETRO	VALOR	ESCALA DE VALORES						PUNTAJE																																		
Resistencia a la compresión uniaxial (Mpa)		>250	100-250	50-100	25-50	10-25	3-10	1-3																																		
Valoración		15	12	7	4	2	1	0	7																																	
RQD (%)		90-100	75-90	50-75	25-50	<25																																				
Valoración		20	17	13	8	3			20																																	
Espaciamiento de Discontinuidades		>2 m	0.6-2 m	0.2-0.6 m	0.06-0.2 m	<0.06 m																																				
Valoración		20	15	10	8	5			10																																	
CONDICIÓN DE DISCONTINUIDADES																																										
PARÁMETRO	VALOR	ESCALA DE VALORES						PUNTAJE																																		
Persistencia (m)		<1	1-3	3-10	10-20	>20																																				
Valoración		6	4	2	1	0			6																																	
Apertura (mm)		Ninguna	<0,1	0,1-1	1-5	>5																																				
Valoración		6	5	4	1	0			1																																	
Rugosidad		Muy rugoso	Rugoso	Lig. Rugoso	Liso	Espejo de falla																																				
Valoración		6	5	3	1	0			5																																	
Relleno		Ninguno	Duro <5mm	Duro >5mm	Suave <5mm	Suave >5mm																																				
Valoración		6	4	2	1	0			4																																	
Meteorización		No Meteo.	Lig. Meteor.	Mod. Meteo.	Alt. Meteo.	Descompuesta																																				
Valoración		6	5	3	2	0			6																																	
Agua Subterránea		Seca	Lig. Húmeda	Húmeda	Goteo	Flujo																																				
Valoración		15	10	7	4	0			15																																	
Orientación		<table border="1"> <tr> <th colspan="2">Rumbo perpendicular al eje de la excavación Dirección con el buzamiento</th> <th colspan="2">Rumbo paralelo al eje de la excavación Dirección con el buzamiento</th> <th colspan="2">Rumbos paralelos al eje de la excavación Dirección con el buzamiento</th> <th rowspan="2">Buzamiento de 30° independiente del rumbo</th> </tr> <tr> <td>Bz</td> <td>Bz</td> <td>Bz</td> <td>Bz</td> <td>Bz</td> <td>Bz</td> </tr> <tr> <td>45°-80°</td> <td>20°-45°</td> <td>45°-80°</td> <td>20°-45°</td> <td>45°-80°</td> <td>20°-45°</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Muy Favorable</td> <td>Favorable</td> <td>Regular</td> <td>Defavorable</td> <td>Muy Defavorable</td> <td>Regular</td> <td>Defavorable</td> </tr> <tr> <td>0</td> <td>-5</td> <td>-5</td> <td>-10</td> <td>-10</td> <td>-5</td> <td>-10</td> </tr> </table>						Rumbo perpendicular al eje de la excavación Dirección con el buzamiento		Rumbo paralelo al eje de la excavación Dirección con el buzamiento		Rumbos paralelos al eje de la excavación Dirección con el buzamiento		Buzamiento de 30° independiente del rumbo	Bz	Bz	Bz	Bz	Bz	Bz	45°-80°	20°-45°	45°-80°	20°-45°	45°-80°	20°-45°		Muy Favorable	Favorable	Regular	Defavorable	Muy Defavorable	Regular	Defavorable	0	-5	-5	-10	-10	-5	-10	
		Rumbo perpendicular al eje de la excavación Dirección con el buzamiento		Rumbo paralelo al eje de la excavación Dirección con el buzamiento		Rumbos paralelos al eje de la excavación Dirección con el buzamiento		Buzamiento de 30° independiente del rumbo																																		
Bz	Bz	Bz	Bz	Bz	Bz																																					
45°-80°	20°-45°	45°-80°	20°-45°	45°-80°	20°-45°																																					
Muy Favorable	Favorable	Regular	Defavorable	Muy Defavorable	Regular	Defavorable																																				
0	-5	-5	-10	-10	-5	-10																																				
RMR₈₉ (Basico) =								74																																		
RMR₈₉ (Corregido) =								72																																		
RMR₈₉ (Condiciones Secas) =								74																																		
Condiciones Secas																																										
JRC																																										
		RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	20-0		BUENA																																	
		DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III MEDIO	IV MALA	V MUY MALA																																			

SISTEMA DE CLASIFICACIÓN Q			
PARAMETROS		RANGO	PUNTAJE
RQD (%)	RQD	94.00%	94
Número de discontinuidades	Jn	Un sistema de principal	2
Número de rugosidad	Jr	Rugosas, irregulares y onduladas	3
Número de alteración	Ja	Ajustadas, rellenas, con material compacto.	0.75
Número de agua subterránea	Jw	Secas o flujos bajos (5 l/min)	1
Factor de reducción de esfuerzos	SRF	Tensiones elevadas, estructura muy compacta. Normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales	0.75
Q = (RQD/Jn) x (Jr / Ja) x (Jw / SRF)			Q = 250.67
Q' = (RQD/Jn) x (Jr / Ja)			Q' = 188.00

Q	1000-400	400-100	100-40	40-10	10-4.0	4-1.0	1-0.1	0.1-0.01	0.01-0.001	
DESCRIPCIÓN	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXTREMADAMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	MEDIO	MALA	MUY MALA	EXTREMADAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE MALA	EXTREMADAMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA	GSI = RMR'89 - 5	69
----------------------------------------	-------------------------	-----------

TABLA GEOMECÁNICA (GSI)			VALORES	SIMBOLO
	GSI	RMR	Q	GSI
			250.67	

OBSERVACIONES

ESTACIÓN	FORMATO DE MAPEO GEOMECÁNICO
E-5 COLGANTE CHIMENEA	
Nombre del Proyecto:	DISEÑO SISTEMA DE EXPLOTACIÓN
Elaborado por:	Carlos Palacios/Solange Muñiz
Fecha:	29/4/2019
Labor:	Veta Francesa

SISTEMA RMR									
PARÁMETRO	VALOR	ESCALA DE VALORES						PUNTAJE	
Resistencia a la compresión uniaxial (Mpa)		>250	100-250	50-100	25-50	10-25	3-10	1-3	
Valoración		15	12	7	4	2	1	0	7
RQD (%)		90-100	75-90	50-75	25-50	<25			
Valoración		20	17	13	8	3			17
Espaciamiento de Discontinuidades		>2 m	0.6-2 m	0.2-0.6 m	0.06-0.2 m	<0.06 m			
Valoración		20	15	10	8	5			8
CONDICIÓN DE DISCONTINUIDADES									
PARÁMETRO		ESCALA DE VALORES						PUNTAJE	
Persistencia (m)		<1	1-3	3-10	10-20	>20			
Valoración		6	4	2	1	0			4
Apertura (mm)		Ninguna	<0,1	0,1-1	1-5	>5			
Valoración		6	5	4	1	0			6
Rugosidad		Muy rugoso	Rugoso	Lig. Rugoso	Liso	Espejo de falla			
Valoración		6	5	3	1	0			3
Relleno		Ninguno	Duro <5mm	Duro >5mm	Suave <5mm	Suave >5mm			
Valoración		6	4	2	1	0			6
Meteorización		No Meteo.	Lig. Meteor.	Mod. Meteo.	Alt. Meteo.	Descompuesta			
Valoración		6	5	3	2	0			6
Agua Subterránea		Seca	Lig. Húmeda	Húmeda	Goteo	Flujo			
Valoración		15	10	7	4	0			15
Orientación								-2	
RMR₈₉ (Basico) =								72	
RMR₈₉ (Corregido) =								70	
RMR'₈₉ (Condiciones Secas)=								72	
JRC		RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	20-0	BUENA	
		DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III MEDIO	IV MALA	V MUY MALA		

SISTEMA DE CLASIFICACIÓN Q			
PARAMETROS		RANGO	PUNTAJE
RQD (%)	RQD	88.00%	88
Número de discontinuidades	Jn	Un sistema de principal	2
Número de rugosidad	Jr	Rugosas e irregulares, onduladas	3
Número de alteración	Ja	Superficies inalteradas, ligeras manchas de oxidación	1
Número de agua subterránea	Jw	Secas o flujos bajos (5 l/min)	1
Factor de reducción de esfuerzos	SRF	Tensiones moderadas, condiciones tensionales favorables	1
$Q = (RQD/Jn) \times (Jr / Ja) \times (Jw / SRF)$			Q = 132.00
$Q' = (RQD/Jn) \times (Jr / Ja)$			Q' = 132.00

Q	1000-400	400-100	100-40	40-10	10-4.0	4-1.0	1-0.1	0.1-0.01	0.01-0.001	
DESCRIPCIÓN	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXTREMADAMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	MEDIO	MALA	MUY MALA	EXTREMADAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE MALA	EXTREMADAMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA					$GSI = RMR'89 - 5$					67
TABLA GEOMECÁNICA (GSI)					VALORES				SIMBOLO	
					GSI	RMR	Q	GSI		
OBSERVACIONES							132.00			

SISTEMA DE CLASIFICACIÓN Q			
PARAMETROS		RANGO	PUNTAJE
RQD (%)	RQD	84.00%	84
Número de discontinuidades	Jn	Un sistema principal y uno secundario	3
Número de rugosidad	Jr	Rugosas e irregulares, onduladas	3
Número de alteración	Ja	Ajustadas, rellenas con material compacto	0.75
Número de agua subterránea	Jw	Secas o flujos bajos (5 l/min)	1
Factor de reducción de esfuerzos	SRF	Tensiones elevadas, estructura muy compacta. Normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales	0.5
$Q = (RQD/Jn) \times (Jr / Ja) \times (Jw / SRF)$			Q = 224.00
$Q' = (RQD/Jn) \times (Jr / Ja)$			Q' = 112.00

Q	1000-400	400-100	100-40	40-10	10-4.0	4-1.0	1-0.1	0.1-0.01	0.01-0.001	
DESCRIPCIÓN	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXTREMADAMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	MEDIO	MALA	MUY MALA	EXTREMADAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE MALA	EXTREMADAMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA					$GSI = RMR'89 - 5$			53
TABLA GEOMECÁNICA (GSI)					VALORES			SIMBOLO
					GSI	RMR	Q	GSI
OBSERVACIONES							224.00	

SISTEMA DE CLASIFICACIÓN Q			
PARAMETROS		RANGO	PUNTAJE
RQD (%)	RQD	88.00%	88
Número de discontinuidades	Jn	Un sistema de principal y uno secundario	2
Número de rugosidad	Jr	Lisas, onduladas	2
Número de alteración	Ja	Superficies inalteradas, ligeras manchas de oxidación	1
Número de agua subterránea	Jw	Secas o flujos bajos (5 l/min)	1
Factor de reducción de esfuerzos	SRF	Tensiones moderadas, condiciones tensionales favorables	1
$Q = (RQD/Jn) \times (Jr / Ja) \times (Jw / SRF)$			Q = 88.00
$Q' = (RQD/Jn) \times (Jr / Ja)$			Q' = 88.00

Q	1000-400	400-100	100-40	40-10	10-4.0	4-1.0	1-0.1	0.1-0.01	0.01-0.001	MUY BUENA
DESCRIPCIÓN	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXTREMADAMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	MEDIO	MALA	MUY MALA	EXTREMADAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE MALA	MUY BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA				$GSI = RMR'89 - 5$				54
TABLA GEOMECÁNICA (GSI)				VALORES				SIMBOLO
				GSI	RMR	Q	GSI	
OBSERVACIONES						88.00		

APÉNDICE B

Apéndice B1: Valoración UBC

Method	Shape	Plunge	Thickness	Grades	Depth	RMR Ore	RMR HW	RMR FW	RSS Ore	RSS HW	RMR FW	Total
Open Pit	2	3	1	2	-49	3	4	4	4	3	3	-20
Block Caving	2	2	-49	2	3	0	2	2	4	4	4	-24
Sublevel Stopping	4	1	-10	3	2	4	4	3	0	0	0	11
Sublevel Caving	4	1	-49	2	2	1	2	3	2	4	1	-27
Longwall	4	0	4	0	3	2	3	0	6	6	0	28
Room and Pillar	4	0	4	0	2	5	5	0	0	0	0	20
Shrinkage Stopping	4	0	4	2	2	3	4	3	0	0	0	22
Cut and Fill	4	3	3	4	4	3	3	2	0	3	1	30
Top Slicing	2	2	1	1	1	1	3	2	3	3	2	21
Square Set	1	3	4	3	2	0	0	0	4	4	3	24

Apéndice B2: Valoración método de selección multicriterio

		Open Pit	Block Caving	Sublevel Stopping	Sublevel Caving	Long Wall	Room and Pillar	Shrinkage Stopping	Cut and Fill	Square Set
C	Sc	A1	A2	A3	A4	A5	A6	A7	A8	A9
1	sc1									
	sc2									
	sc3									
	sc4									
2	sc5									
	sc6									
	sc7									
3	sc8	Rápida	Lenta	Moderada	Moderada	Moderada	Rápida	Rápida	Moderada	Lenta
	sc9	Gran Escala	Grande	Grande	Grande	Grande	Grande	Moderada	Moderada	Pequeña
	sc10	Muy Alta	Alta	Moderada	Moderada	Alta	Alta	Baja	Moderada	Baja
	sc11	Alta	Baja	Baja	Moderada	Alta	Alta	Baja	Moderada	Baja
	sc12	5	10	20	15	15	20	45	55	100
4	sc13	Alta	Alta	Moderada	Alta	Alta	Moderada	Alta	Alta	Más Alta
	sc14	Moderada	Alta	Moderada	Moderada	Baja	Moderada	Baja	Baja	Mas Baja
	sc15	Moderada	Baja	Baja	Moderada	Baja	Moderada	Moderada	Moderada	Alta
	sc16	Baja	Baja	Baja	Baja	Baja	Baja	Moderada	Alta	Alta
5	sc17	Alta	Moderada	Alta	Moderada	Alta	Moderada	Alta	Alta	Alta
	sc18	Alta	Alta	Baja	Alta	Alta	Moderada	Baja	Baja	Baja
	sc19	Buena	Buena	Buena	Buena	Buena	Buena	Buena	Moderada	Pobre

C	Sc	A1	A2	A3	A4	A5	A6	A7	A8	A9
1	sc1									
	sc2									
	sc3									
	sc4									
2	sc5									
	sc6									
	sc7									
3	sc8	3	1	2	2	2	3	3	2	1
	sc9	4	3	3	3	3	3	2	2	1
	sc10	4	3	2	2	3	3	1	2	1
	sc11	4	2	2	3	4	4	2	3	2
	sc12	5	10	20	15	15	20	45	55	100
4	sc13	4	4	3	4	4	3	4	4	5
	sc14	3	4	3	3	2	3	2	2	1
	sc15	3	2	2	3	2	3	3	3	4
	sc16	2	2	2	2	2	2	3	4	4
5	sc17	4	3	4	3	4	3	4	4	4
	sc18	4	4	2	4	4	3	2	2	2
	sc19	3	3	3	3	3	3	3	2	1

Apéndice B3: Selección por método de método multicriterio

	Sc1	Sc2	Sc3	Sc4	Sc5	Sc6	Sc7	
A1	51	52	53	1	52	54	54	
A2	1	52	52	53	52	52	54	
A3	40	54	51	52	53	54	50	
A4	1	54	51	52	52	52	53	
A5	54	54	50	53	50	52	54	
A6	54	54	50	52	50	54	50	
A7	54	54	50	52	52	54	50	
A8	53	54	53	54	54	53	52	
A9	51	52	52	51	51	52	53	
TOTAL	359	480	462	420	466	477	470	

	Sc8	Sc9	Sc10	Sc11	Sc12	Sc13	Sc14	Sc15	Sc16	Sc17	Sc18	Sc19
A1	3	4	4	4	5	4	3	3	2	4	4	3
A2	1	3	3	2	10	4	4	2	2	3	4	3
A3	2	3	2	2	20	2	3	2	2	4	2	3
A4	2	3	2	3	15	4	3	3	2	3	4	3
A5	2	3	3	4	15	4	2	2	2	4	4	3
A6	3	3	3	4	20	3	2	3	2	3	2	3
A7	3	2	2	2	45	1	4	2	3	3	2	2
A8	2	2	2	3	55	4	1	3	4	4	1	3
A9	1	1	2	2	100	3	2	2	4	2	2	1
TOTAL	19	24	23	26	285	29	24	22	23	30	25	24

Apéndice B3: Matriz normalizada y valores entrópicos

	Sc1	Sc2	Sc3	Sc4	Sc5	Sc6	Sc7
A1	0.142061	0.108333	0.114719	0.002381	0.111588	0.113208	0.114894
A2	0.002786	0.108333	0.112554	0.12619	0.111588	0.109015	0.114894
A3	0.111421	0.1125	0.11039	0.12381	0.113734	0.113208	0.106383
A4	0.002786	0.1125	0.11039	0.12381	0.111588	0.109015	0.112766
A5	0.150418	0.1125	0.108225	0.12619	0.107296	0.109015	0.114894
A6	0.150418	0.1125	0.108225	0.12381	0.107296	0.113208	0.106383
A7	0.150418	0.1125	0.108225	0.12381	0.111588	0.113208	0.106383
A8	0.147632	0.1125	0.114719	0.128571	0.11588	0.111111	0.110638
A9	0.142061	0.108333	0.112554	0.121429	0.109442	0.109015	0.112766
	-1.02651	-0.84743	-0.84848	-0.79583	-0.84879	-0.8511	-0.84444
ENTROPIAS	0.97954	0.808653	0.809658	0.759419	0.809949	0.812157	0.805802
DIVERSIDADES	0.02046	0.191347	0.190342	0.240581	0.190051	0.187843	0.194198
PESOS NORMALIZADOS	0.005231	0.048922	0.048665	0.06151	0.048591	0.048026	0.049651

	Sc8	Sc9	Sc10	Sc11	Sc12	Sc13	Sc14	Sc15	Sc16	Sc17	Sc18	Sc19
A1	0.157895	0.166667	0.173913	0.153846	0.017544	0.137931	0.125	0.136364	0.086957	0.133333	0.16	0.125
A2	0.052632	0.125	0.130435	0.076923	0.035088	0.137931	0.166667	0.090909	0.086957	0.1	0.16	0.125
A3	0.105263	0.125	0.086957	0.076923	0.070175	0.068966	0.125	0.090909	0.086957	0.133333	0.08	0.125
A4	0.105263	0.125	0.086957	0.115385	0.052632	0.137931	0.125	0.136364	0.086957	0.1	0.16	0.125
A5	0.105263	0.125	0.130435	0.153846	0.052632	0.137931	0.083333	0.090909	0.086957	0.133333	0.16	0.125
A6	0.157895	0.125	0.130435	0.153846	0.070175	0.103448	0.083333	0.136364	0.086957	0.1	0.08	0.125
A7	0.157895	0.083333	0.086957	0.076923	0.157895	0.034483	0.166667	0.090909	0.130435	0.1	0.08	0.083333
A8	0.105263	0.083333	0.086957	0.115385	0.192982	0.137931	0.041667	0.136364	0.173913	0.133333	0.04	0.125
A9	0.052632	0.041667	0.086957	0.076923	0.350877	0.103448	0.083333	0.090909	0.173913	0.066667	0.08	0.041667
	-0.82308	-0.81861	-0.8472	-0.81261	-0.74391	-0.78828	-0.81246	-0.81134	-0.84079	-0.86176	-0.76487	-0.82476
ENTROPIAS	0.785419	0.781152	0.808439	0.775428	0.709873	0.752211	0.775284	0.774214	0.802316	0.822332	0.72987	0.787019
DIVERSIDADES	0.214581	0.218848	0.191561	0.224572	0.290127	0.247789	0.224716	0.225786	0.197684	0.177668	0.27013	0.212981
PESOS NORMALIZADOS	0.054862	0.055953	0.048977	0.057417	0.074177	0.063353	0.057453	0.057727	0.050542	0.045425	0.069065	0.054453

APÉNDICE C

Apéndice C1: Características de máquina perforadora Jackleg

Peso Kg	27kgs
Largo total	661mm
Diámetro cilindro	80mm
Carrera de pistón	60mm
Presión de trabajo	0.4~0.63Mpa
Frecuencia de impacto	28~36Hz
Consumo de aire	52~82L/s
Torque perforación	15~23 N.m
Rotación de perforación	250~300L/min
Velocidad de perforado	250~470mm/min
Ruido	124~127 Db(A)
Diámetro int. tubo aire	25mm
Diámetro int. tubo agua	13mm
Diámetro de orificio	34~42mm
Profundidad de perforación en roca	5mts
Medida int. hexágono	H22 x 108 mm
Modelo de pie avance	FT160BD
Largo máximo	1800mm
Largo mínimo	1365mm
Peso de embolo	17.0kgs
Lubricador aceite Mod.	FY200B - FY200C
Capacidad de aceitero	200 ml

Apéndice C2: Características del vagon minero

Ítem	Unidad	Parámetros principales				
		MGC1.1-6	MGC1.7-6	MGC1.7-9D	MGC3.3-9	
Modelo						
Capacidad	m ³	1.1	1.7	1.7	3.3	
Capacidad de carga	T	1	1.5	1.5	3	
Max.Capacidad de carga	T	1.8	2.7	2.7	5.2	
Ancho de vía	mm	600	600	900	900	
Distancia entre ejes	mm	550	750	600	1100	
Diámetro de la rueda	mm	300	300	350	350	
Dimensión total	Longitud	mm	2000	2400	2100	3450
	Anchura	mm	880	1050	1150	1320
	Altura	mm	1150	1200	1300	1300
Traction Altura	mm	320	320	320	320	
Fuerza de tracción	Kn	60	60	60	60	
Peso	Kg	610	720	970	1320	

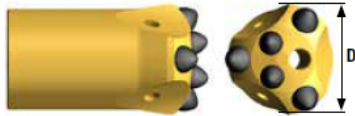
Apéndice C3: Características del barreno y broca de perforación marca Sandvik

Small hole drilling

H22 Tapered tools, II° taper

Bits	Flushing hole, mm		Buttons, mm		Angle	Dimensions D		Part No.
	Front No Size	Gauge No Size	Front No Size	Gauge No Size		mm	in	

Button bit



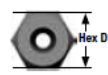
1x6	1x6	2x8	3x9	40°	38	1 1/2"	7776-1938-B48
1x6	1x6	2x8	3x9	40°	40	1 37/64"	7776-1940-B48

Button bit



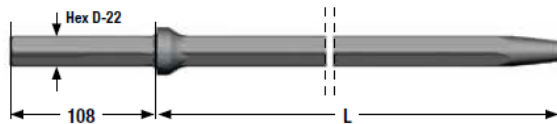
1x5	1x5	2x7	5x7	40°	32	1 1/4"	7776-4432-B48
1x5	1x5	2x7	5x8	40°	35	1 3/8"	7776-4435-B48
1x5	1x5	2x7	5x8	35°	36	1 7/16"	7776-4436-B48
1x5	1x5	2x7	5x8	35°	38	1 1/2"	7776-4438-B48
1x6	1x6	2x8	5x9	35°	40	1 37/64"	7776-4440-B48

Rods



L	Dimensions D			Hex D	Part No.
	mm	ft	in		

Tapered rod, shank 22x108, carburized



610	2'	-	22	7/8"	7876-6106-11
800	2'	7 1/2"	22	7/8"	7876-6108-11
1220	4'	-	22	7/8"	7876-6112-11
1600	5'	3"	22	7/8"	7876-6116-11
1830	6'	-	22	7/8"	7876-6118-11
2000	6'	7"	22	7/8"	7876-6120-11
2440	8'	-	22	7/8"	7876-6124-11
3050	10'	-	22	7/8"	7876-6131-11
3600	11'	9 1/2"	22	7/8"	7876-6136-11

Apéndice C3: Dinamita pulverulenta sensible a fulminante No. 8 El Explogel III

Embalaje	Dimensiones exteriores, mm	Contenido Neto, kg
Caja de cartón	456x350x288	25

Tamaño, pulg (Diámetro X Largo)	Peso Cartucho (g. Aprox)	Número de cartuchos por caja (Aprox)	Velocidad de Detonación* m/s (Aprox)
1 1/8" X 7"	119	212	3689
1" X 7"	96	258	3554
2" X 8"	400	63	4100
7/8" X 8"	88	280	3352

Parámetros	Unidad	Especificación
Densidad	g/cm ³	1.05
Volumen de Gases	l/kg	922
Calor de Explosión	kcal/kg	1013
Potencial	kJ/kg	4238
Ensanchamiento de Trauzl	cm ³ /10g	420
Poder rompedor, Método HESS	mm	17.50
Resistencia al agua	min	15
Vida útil	años	1

Apéndice C4: ANFO Normal EXPLOCEN

PRESENTACIÓN: SACOS DE POLIETILENO DE:
25 KG.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:

Parámetros	Unidad	Normal
Densidad Aparente	g/cm ³	0.80
Velocidad de Detonación*	m/s	2056
Velocidad de detonación**	m/s	3600
Presión de Detonación	kbar	8,45
Volúmen de Gases	l/kg	984
Calor de Explosión	kcal/kg	922
Resistencia al agua	-	Nula
Vida útil	años	1
Temperatura de explosión	°K	2773

APÉNDICE D

Apéndice D1: Formato de Campaña de ventilación

Campaña de Datos de Ventilación Minera



EMPRESA _____		FICHA N°	
Datos generales			
Fecha _____	Hora _____		
Nombre de estación _____			
Sección de la galería			
Sector _____	Longitud _____	m	
Labor minera _____	Base _____	m	
	Altura _____	m	
Parámetros de ventilación			
TBS [°C] _____		Velocidad [m2]	
TBH [°C] _____	1	_____	7 _____
Humedad Relativa % _____	2	_____	8 _____
Presión Barométrica [hPa] _____	3	_____	9 _____
Concentraciones de gases		4	_____ 10 _____
O2 [%] _____	LEL [%] _____	5	_____ 11 _____
H2S [ppm] _____	CO [ppm] _____	6	_____ 12 _____
<i>Observaciones /Referencias</i>			

Apéndice D2: Velocidades calculadas in situ

Ramal	Mediciones de velocidad (m/s)												Prom
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	
R1-R71	0.20	0.20	0.20	0.20	0.20	0.20	0.20	0.20	0.20	0.20	0.20	0.20	Menor a 0.20
R72	0.70	0.70	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.70	0.60	0.70	0.60	0.70	0.64
R73	1.00	0.80	0.90	1.00	0.50	1.70							0.98

Apéndice D3: Sección de ventilación

Ramal	Labor	Estación	Longitud (m)	Base	Altura	Sección de labor (m ²)	Velocidad del aire (m/s)	Caudal (m ³ /s)
R2	CV_Abuelita1	SM2	27.1	2.2	2.25	4.95	0.20	0.99
R3	CV_Abuelita1	SM3	30.1	1.67	1.93	3.2231	0.20	0.6446
R4	CV_Abuelita1	SM4	20.1	1.52	2.4	3.648	0.20	0.7296
R5	CV_Abuelita1	SM5	20.1	1.95	2.18	4.251	0.20	0.8502
R6	CV_Abuelita1	SM6	20.1	1.5	2.1	3.15	0.20	0.63
R7	CV_Abuelita1	SM7	20.1	1.6	2.1	3.36	0.20	0.672
R8	CV_Abuelita1	SM8	20.1	1.8	2.05	3.69	0.20	0.738
R9	CV_Abuelita1	SM9	20.1	1.55	2.2	3.41	0.20	0.682
R10	CV_Abuelita1	SM10	20.1	1.9	2	3.8	0.20	0.76
R11	CV_Abuelita1	SM11	14.4	1.6	2	3.2	0.20	0.64
R12	CV_Abuelita1	SM12	16	1.8	2.2	3.96	0.20	0.792
R13	CV_Abuelita1	SM13	20.1	1.8	2.5	4.5	0.20	0.9
R14	CV_Abuelita1	SM14	20.1	1.8	2.1	3.78	0.20	0.756
R15	CV_Abuelita1	SM15	20.1	2.6	2.4	6.24	0.20	1.248
R16	CV_Abuelita1	SM16	20.1	1.6	2.3	3.68	0.20	0.736
R17	CV_Abuelita1	SM17	20.1	1.85	2.3	4.255	0.20	0.851
R18	CV_Abuelita1	SM18	23.1	1.75	2.3	4.025	0.20	0.805
R19	CV_Abuelita1	SM19	16.4	2	2.2	4.4	0.20	0.88
R20	CV_Abuelita1	SM20	12.7	1.8	2.1	3.78	0.20	0.756
R21	CV_Abuelita1	SM21	20.1	2	2.4	4.8	0.20	0.96
R22	CV_Abuelita1	SM22	20.1	1.93	2.2	4.246	0.20	0.8492
R23	CV_Abuelita1	SM23	20.1	1.8	2.2	3.96	0.20	0.792
R24	CV_Abuelita1	SM24	20.1	1.6	1.91	3.056	0.20	0.6112
R25	CV_Abuelita1	SM25	20.1	1.4	2.08	2.912	0.20	0.5824
R26	CV_Abuelita1	SM26	17.1	1.5	2.05	3.075	0.20	0.615
R27	CV_Abuelita1	SM27	20.1	1.7	2.1	3.57	0.20	0.714
R28	CV_Abuelita1	SM28	20	1.7	2.5	4.25	0.20	0.85
R29	CV_Abuelita1	SM29	20	1.5	2.2	3.3	0.20	0.66
R30	CV_Abuelita1	SM30	20	1.5	2.2	3.3	0.20	0.66
R31	CV_Abuelita1	SM31	20	1.8	2.1	3.78	0.20	0.756
R32	CV_Abuelita1	SM32	20	1.6	1.9	3.04	0.20	0.608
R33	CV_Abuelita1	SM33	20	1.6	2	3.2	0.20	0.64
R34	CV_Abuelita1	SM34	20	1.65	2.2	3.63	0.20	0.726

R35	CV_Abuelita1	SM35	20	1.7	2.3	3.91	0.20	0.782
R36	CV_Abuelita1	SM36	20	1.9	2.4	4.56	0.20	0.912
R37	CV_Abuelita1	SM37	10.6	1.5	2.3	3.45	0.20	0.69
R38	V_Agua	CP1	4.7	1.9	2	3.8	0.20	0.76
R39	V_Agua	CP2	20	3.7	2.5	9.25	0.20	1.85
R40	V_Agua	CP3	20	2.1	2.1	4.41	0.20	0.882
R41	V_Agua	CP4	12.1	2.3	2.25	5.175	0.20	1.035
R42	V_Agua	CP5	10	2	2.5	5	0.20	1
R43	V_Agua	CP6	16.6	1.7	1.95	3.315	0.20	0.663
R44	V_Agua	CP7	20	2.05	2.6	5.33	0.20	1.066
R45	V_Agua	CP8	20	1.8	2.4	4.32	0.20	0.864
R46	V_Agua	CP9	9.5	3.5	2.2	7.7	0.20	1.54
R47	V_Agua	CP10	8.3	1.6	2.15	3.44	0.20	0.688
R48	V_Agua	CP11	13.1	1.8	2.3	4.14	0.20	0.828
R49	V_Agua	CP12	8.5	2.26	2.1	4.746	0.20	0.9492
R50	V_Agua	CP13	13.7	2.05	2.1	4.305	0.20	0.861
R51	V_Agua	CP14	17.4	1.7	2	3.4	0.20	0.68
R52	V_Agua	CP15	13.5	1.6	2.4	3.84	0.20	0.768
R53	V_Agua	CP16	20	2.6	1.97	5.122	0.20	1.0244
R54	V_Agua	CP17	20	3	2	6	0.20	1.2
R55	V_Vizcaya	T1	8	1.65	2.05	3.3825	0.20	0.6765
R56	V_Vizcaya	T2	11.4	2.6	2.4	6.24	0.20	1.248
R57	V_Vizcaya	T3	10.6	1.7	2.4	4.08	0.20	0.816
R58	V_Vizcaya	T4	26	1.83	2.3	4.209	0.20	0.8418
R59	V_Vizcaya	T5	10.1	1.7	2	3.4	0.20	0.68
R60	V_Vizcaya	T6	22.4	2	2.3	4.6	0.20	0.92
R61	V_Vizcaya	T7	17.2	1.9	2.4	4.56	0.20	0.912
R62	V_Vizcaya	T8	10.9	1.83	2.35	4.3005	0.20	0.8601
R63	V_Vizcaya	T9	13.1	1.83	1.88	3.4404	0.20	0.6881
R64	V_Vizcaya	T10	21.2	1.97	2.2	4.334	0.20	0.8668
R65	V_Vizcaya	T11	17.1	2.1	2.1	4.41	0.20	0.882
R66	V_Vizcaya	T12	39.5	1.82	2.05	3.731	0.20	0.7462
R67	V_Vizcaya	T13	31	1.7	2.03	3.451	0.20	0.6902
R68	V_Vizcaya	T14	53.4	1.86	2.17	4.0362	0.20	0.8072
R69	V_Vizcaya	T15	33.7	1.87	2.09	3.9083	0.20	0.7817
R70	V_Vizcaya	T16	46.46	1.67	2.16	3.6072	0.20	0.7214
R71	V_Vizcaya	T17	28	1.7	2.4	4.08	0.20	0.816
R72	Bocamina	B1		3	3.5	10.5	0.64	6.7375
R73	Pozo Superficie	B2		3	3.5	10.5	0.98	10.325

Apéndice D4: Parámetros de ventilación

Ramal	Labor	Estación	Temp Bulbo Seco (°C)	Temp bulbo húmedo (°C)	Humedad Relativa %	Presión Barométrica hPa
R1	CV_Abuelita1	SM1	26.1	25	88.2	1050.5
R2	CV_Abuelita1	SM2	25.5	25.3	94.6	1050.5
R3	CV_Abuelita1	SM3	25.7	25.3	94.3	1050.5
R4	CV_Abuelita1	SM4	26.2	26	96.1	1050.5
R5	CV_Abuelita1	SM5	27.1	25.6	89.5	1050.5
R6	CV_Abuelita1	SM6	26.2	26.6	100	1050.6
R7	CV_Abuelita1	SM7	25.8	25.6	93.5	1050.6
R8	CV_Abuelita1	SM8	26.6	25.6	90.3	1050.6
R9	CV_Abuelita1	SM9	26.1	25.2	90.8	1050.5
R10	CV_Abuelita1	SM10	27.2	25.7	88.4	1050.6
R11	CV_Abuelita1	SM11	27.5	25.8	90.3	1050.8
R12	CV_Abuelita1	SM12	26.3	21.4	91.5	1050.8
R13	CV_Abuelita1	SM13	26.6	25.8	92.4	1050.8
R14	CV_Abuelita1	SM14	26.9	25.9	93.5	1050.8
R15	CV_Abuelita1	SM15	27.1	27.4	100	1050.6
R16	CV_Abuelita1	SM16	27.1	27.3	100	1050.6
R17	CV_Abuelita1	SM17	28.3	26.6	89	1050.6
R18	CV_Abuelita1	SM18	27.2	27.8	100	1050.6
R19	CV_Abuelita1	SM19	27.4	27.7	100	1050.8
R20	CV_Abuelita1	SM20	27.4	27.3	95.1	1050.8
R21	CV_Abuelita1	SM21	28.5	26.6	87.1	1050.8
R22	CV_Abuelita1	SM22	27.7	26.1	88.9	1050.8
R23	CV_Abuelita1	SM23	27.5	26.3	87.8	1050.8
R24	CV_Abuelita1	SM24	27.9	27.6	100	1050.8
R25	CV_Abuelita1	SM25	28.1	25.9	86.9	1050.6
R26	CV_Abuelita1	SM26	28.3	28.2	100	1050.8
R27	CV_Abuelita1	SM27	28	28.1	100	1050.6
R28	CV_Abuelita1	SM28	28.6	27	89.3	1050.8
R29	CV_Abuelita1	SM29	28.8	28.4	100	1050.8
R30	CV_Abuelita1	SM30	28	28.4	100	1050.8
R31	CV_Abuelita1	SM31	28.1	27.9	94.7	1050.8
R32	CV_Abuelita1	SM32	29.3	28.8	94.5	1050.8
R33	CV_Abuelita1	SM33	29.1	28.3	93	1050.8
R34	CV_Abuelita1	SM34	28.8	29	100	1050.8
R35	CV_Abuelita1	SM35	29.6	30	100	1050.8
R36	CV_Abuelita1	SM36	29.7	29.7	100	1050.9
R37	CV_Abuelita1	SM37	29.1	29.4	98.7	1050.9
R38	V_Agua	CP1	29.3	26.7	83.2	1049.9
R39	V_Agua	CP2	28.7	24.7	75.2	1049.8
R40	V_Agua	CP3	28.3	25.7	90.1	1049.8
R41	V_Agua	CP4	26.3	24.2	83	1049.9
R42	V_Agua	CP5	26	25.9	92.9	1049.9

R43	V_Agua	CP6	26.1	24.5	87.6	1049.9
R44	V_Agua	CP7	25.8	24.6	89.6	1049.9
R45	V_Agua	CP8	25.8	26.3	100	1049.9
R46	V_Agua	CP9	26.4	26.6	100	1049.9
R47	V_Agua	CP10	28.6	25.5	78.1	1049.9
R48	V_Agua	CP11	27.9	25.2	80.8	1049.9
R49	V_Agua	CP12	26.4	24.6	82.4	1049.9
R50	V_Agua	CP13	25.6	24.7	87.7	1049.8
R51	V_Agua	CP14	25	24.8	96	1049.8
R52	V_Agua	CP15	26.4	25.5	91.8	1049.8
R53	V_Agua	CP16	26.3	25.5	90	1049.8
R54	V_Agua	CP17	26.3	25.6	93	1049.8
R55	V_Vizcaya	T1	28	25.6	25.6	1049.8
R56	V_Vizcaya	T2	25.8	26.8	26.8	1049.8
R57	V_Vizcaya	T3	26.2	27.3	27.3	1049.8
R58	V_Vizcaya	T4	26.7	27	27	1049.8
R59	V_Vizcaya	T5	25.7	25.6	25.6	1049.8
R60	V_Vizcaya	T6	25.8	26.1	26.1	1049.8
R61	V_Vizcaya	T7	24.8	25.4	25.4	1049.8
R62	V_Vizcaya	T8	25.6	26.4	26.4	1049.8
R63	V_Vizcaya	T9	25.7	26.1	26.1	1049.8
R64	V_Vizcaya	T10	26.1	26.2	26.2	1049.8
R65	V_Vizcaya	T11	25.6	26.1	26.1	1049.8
R66	V_Vizcaya	T12	25.1	25.1	25.6	1049.8
R67	V_Vizcaya	T13	25	25	25.9	1049.8
R68	V_Vizcaya	T14	25.8	25.8	26	1049.8
R69	V_Vizcaya	T15	25.5	25.5	25.7	1049.8
R70	V_Vizcaya	T16	25.6	25.6	26	1049.8
R71	V_Vizcaya	T17	27.1	27.1	27.1	1049.8
R72	Bocamina	B1	21.4	20.9	95.5	1051.2
R73	Pozo Superficie	B2	27.3	23.2	76.7	1051.2

Apéndice D5: Concentración de gases

Ramal	Labor	Estación	O2 (%)	H2S (ppm)	LEL (%)	CO (ppm)
R1	CV_Abuelita1	SM1	20.4	0.5	0	58
R2	CV_Abuelita1	SM2	20.3	0	0	54
R3	CV_Abuelita1	SM3	20.2	0	0	44
R4	CV_Abuelita1	SM4	20.3	0	0	46
R5	CV_Abuelita1	SM5	20.3	1	0	50
R6	CV_Abuelita1	SM6	20.1	1	0	51
R7	CV_Abuelita1	SM7	20.3	1	0	51
R8	CV_Abuelita1	SM8	20.3	1	0	46
R9	CV_Abuelita1	SM9	20.4	0	0	33
R10	CV_Abuelita1	SM10	20.4	0	0	33
R11	CV_Abuelita1	SM11	20.8	0	0	25
R12	CV_Abuelita1	SM12	20.8	0	0	30

R13	CV_Abuelita1	SM13	20.7	0.5	0	31
R14	CV_Abuelita1	SM14	20.4	0.5	0	30
R15	CV_Abuelita1	SM15	20.4	0	0	31
R16	CV_Abuelita1	SM16	20.8	1.5	0	33
R17	CV_Abuelita1	SM17	20.4	0	0	40
R18	CV_Abuelita1	SM18	20.3	0	0	51
R19	CV_Abuelita1	SM19	20.3	0	0	53
R20	CV_Abuelita1	SM20	20.3	1	0	52
R21	CV_Abuelita1	SM21	20.3	1	0	50
R22	CV_Abuelita1	SM22	20.3	0	0	54
R23	CV_Abuelita1	SM23	20.3	0	0	53
R24	CV_Abuelita1	SM24	20.3	0	0	54
R25	CV_Abuelita1	SM25	20.3	0	0	55
R26	CV_Abuelita1	SM26	20.3	0	0	53
R27	CV_Abuelita1	SM27	20.3	0	0	49
R28	CV_Abuelita1	SM28	20.2	0	0	49
R29	CV_Abuelita1	SM29	20.3	0	0	48
R30	CV_Abuelita1	SM30	20.3	0	0	48
R31	CV_Abuelita1	SM31	20.3	0	0	46
R32	CV_Abuelita1	SM32	20.3	1	0	48
R33	CV_Abuelita1	SM33	20.3	0	0	47
R34	CV_Abuelita1	SM34	20.3	0	0	46
R35	CV_Abuelita1	SM35	20.3	0	0	48
R36	CV_Abuelita1	SM36	20.3	0	0	46
R37	CV_Abuelita1	SM37	20.2	0	0	50
R38	V_Agua	CP1	20.8	0	0	14
R39	V_Agua	CP2	20.7	0	0	13
R40	V_Agua	CP3	20.8	0	0	10
R41	V_Agua	CP4	20.8	0	0	10
R42	V_Agua	CP5	20.8	0	0	9
R43	V_Agua	CP6	20.7	0	0	14
R44	V_Agua	CP7	20.7	0	0	14
R45	V_Agua	CP8	20.5	0	0	16
R46	V_Agua	CP9	20.5	0	0	14
R47	V_Agua	CP10	20.4	0	0	19
R48	V_Agua	CP11	20.6	0	0	24
R49	V_Agua	CP12	20.3	0	0	29
R50	V_Agua	CP13	20.3	0	0	30
R51	V_Agua	CP14	20.3	1	0	55
R52	V_Agua	CP15	19.7	1	0	110
R53	V_Agua	CP16	19.7	2	0	112
R54	V_Agua	CP17	19.8	3	0	143
R55	V_Vizcaya	T1	20.8	0	0	7
R56	V_Vizcaya	T2	20.8	0	0	7
R57	V_Vizcaya	T3	20.8	0	0	5
R58	V_Vizcaya	T4	20.8	1	0	6
R59	V_Vizcaya	T5	20.8	1	0	6
R60	V_Vizcaya	T6	20.8	0	0	3
R61	V_Vizcaya	T7	20.8	0	0	6
R62	V_Vizcaya	T8	20.8	0	0	1
R63	V_Vizcaya	T9	20.8	0	0	1

R64	V_Vizcaya	T10	20.8	0	0	3
R65	V_Vizcaya	T11	20.8	0	0	0
R66	V_Vizcaya	T12	20.8	0	0	1
R67	V_Vizcaya	T13	20.8	0	0	1
R68	V_Vizcaya	T14	20.8	0	0	1
R69	V_Vizcaya	T15	20.8	0	0	0
R70	V_Vizcaya	T16	20.8	0	0	1
R71	V_Vizcaya	T17	20.8	0	0	2
R72	Bocamina	B1	24	0	0	0
R73	Pozo Superficie	B2	24	0	0	0

Apéndice D6: Resultados de Resistencias y Presión por Ramal

Ram al	Longit ud (m)	Longitud Equivalen te (m)	Coficiente de Resistencia Aerodinámi ca	Área de Labor (m2)	Resistenc ia a las labores mineras (μ)	Cambio de presión Qinicial (mmca)	Cambio de presión Qrequeri da (mmca)
R1	20.1	40.1	0.00279	6.250	0.003	0.005	0.177
R2	27.1	27.3	0.00279	4.950	0.006	0.005	0.287
R3	30.1	30.3	0.00279	3.223	0.018	0.008	0.934
R4	20.1	20.3	0.00279	3.648	0.009	0.005	0.469
R5	20.1	20.3	0.00279	4.251	0.006	0.004	0.312
R6	20.1	20.3	0.00279	3.150	0.013	0.005	0.669
R7	20.1	20.3	0.00279	3.360	0.011	0.005	0.567
R8	20.1	20.3	0.00279	3.690	0.009	0.005	0.445
R9	20.1	20.3	0.00279	3.410	0.011	0.005	0.550
R10	20.1	20.4	0.00279	3.800	0.008	0.005	0.414
R11	14.4	14.6	0.00285	3.200	0.009	0.004	0.468
R12	16	16.2	0.00279	3.960	0.006	0.004	0.298
R13	20.1	20.3	0.00279	4.500	0.005	0.004	0.274
R14	20.1	20.3	0.00279	3.780	0.008	0.005	0.420
R15	20.1	20.3	0.00279	6.240	0.002	0.004	0.120
R16	20.1	20.3	0.00279	3.680	0.009	0.005	0.455
R17	20.1	20.3	0.00279	4.255	0.006	0.004	0.313
R18	23.1	23.3	0.00279	4.025	0.008	0.005	0.415
R19	16.4	16.6	0.00279	4.400	0.005	0.004	0.234
R20	12.7	12.9	0.00279	3.780	0.005	0.003	0.266
R21	20.1	20.3	0.00279	4.800	0.004	0.004	0.231
R22	20.1	20.3	0.00279	4.246	0.006	0.004	0.314
R23	20.1	20.3	0.00279	3.960	0.007	0.005	0.374

R24	20.1	20.3	0.00279	3.056	0.014	0.005	0.715
R25	20.1	20.4	0.00279	2.912	0.016	0.005	0.821
R26	17.1	17.3	0.00279	3.075	0.012	0.004	0.604
R27	20.1	20.3	0.00279	3.570	0.009	0.005	0.485
R28	20	20.2	0.00285	4.250	0.006	0.005	0.323
R29	20	20.2	0.00285	3.300	0.012	0.005	0.608
R30	20	20.2	0.00279	3.300	0.012	0.005	0.595
R31	20	20.2	0.00279	3.780	0.008	0.005	0.418
R32	20	20.2	0.00279	3.040	0.014	0.005	0.720
R33	20	20.2	0.00279	3.200	0.012	0.005	0.635
R34	20	20.2	0.00279	3.630	0.009	0.005	0.465
R35	20	20.2	0.00279	3.910	0.008	0.005	0.387
R36	20	20.2	0.00279	4.560	0.005	0.004	0.262
R37	10.6	10.8	0.00279	3.450	0.006	0.003	0.285
R38	4.7	44.7	0.00279	3.800	0.010	0.006	0.505
R39	20	20.2	0.00279	9.250	0.001	0.003	0.045
R40	20	20.2	0.00279	4.410	0.005	0.004	0.283
R41	12.1	12.3	0.00279	5.175	0.002	0.002	0.115
R42	10	10.2	0.00279	5.000	0.002	0.002	0.105
R43	16.6	16.8	0.00279	3.315	0.009	0.004	0.481
R44	20	20.2	0.00279	5.330	0.003	0.004	0.178
R45	20	20.2	0.00279	4.320	0.006	0.004	0.301
R46	9.5	9.7	0.00279	7.700	0.001	0.002	0.034
R47	8.3	8.5	0.00279	3.440	0.004	0.002	0.223
R48	13.1	13.3	0.00279	4.140	0.004	0.003	0.219
R49	8.5	8.7	0.00279	4.746	0.002	0.002	0.101
R50	13.7	13.9	0.00279	4.305	0.004	0.003	0.206
R51	17.4	17.6	0.00279	3.400	0.009	0.004	0.474
R52	13.5	13.7	0.00279	3.840	0.005	0.003	0.276
R53	20	20.2	0.00279	5.122	0.004	0.004	0.197
R54	20	20.2	0.00279	6.000	0.003	0.004	0.134
R54	8	8.3	0.00279	3.383	0.004	0.002	0.224
R55	11.4	11.6	0.00279	6.240	0.001	0.002	0.068
R56	10.6	10.8	0.00285	4.080	0.004	0.002	0.190
R57	26	26.2	0.00279	4.209	0.008	0.006	0.416
R58	10.1	10.3	0.00279	3.400	0.005	0.002	0.276
R59	22.4	22.6	0.00279	4.600	0.006	0.005	0.286
R60	17.2	17.4	0.00285	4.560	0.004	0.004	0.231
R61	10.9	11.1	0.00279	4.301	0.003	0.002	0.166
R62	13.1	13.3	0.00279	3.440	0.007	0.003	0.346
R63	21.2	21.4	0.00279	4.334	0.006	0.005	0.314
R64	17.1	17.3	0.00279	4.410	0.005	0.004	0.242
R65	39.5	39.7	0.00279	3.731	0.016	0.009	0.849
R66	31	31.2	0.00279	3.451	0.016	0.008	0.812

R67	53.4	53.6	0.00285	4.036	0.019	0.012	0.964
R68	33.7	33.9	0.00279	3.908	0.013	0.008	0.645
R69	46.46	46.66	0.00279	3.607	0.021	0.011	1.093
R70	28	28.2	0.00279	4.080	0.009	0.006	0.488