

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

Optimización del sistema de explotación para la mina El Porvenir

PROYECTO INTEGRADOR

Previo la obtención del Título de:

Ingeniero de Minas

Presentado por:

Sebastián Aguirre Muñoz

José Augusto Bolaños Quinde

GUAYAQUIL - ECUADOR

Año: 2019

DEDICATORIA

Dedicado a mis adorados padres, a mi padre, Aníbal Augusto Bolaños Ortega por el apoyo moral y económico a lo largo de mi vida universitaria, a mi madre Olga Guadalupe Quinde Álvarez por darme la fuerza y dedicación en todo este maravilloso proceso.

José Bolaños Quinde

DEDICATORIA

Dedico este trabajo de investigación a Dios por darme vida, fuerzas y ánimos hasta este momento de mi vida, a mis familiares especialmente mis padres Segundo Aguirre y Mayra Muñoz por su apoyo económico y consejos.

A las personas importantes que estuvieron en mi vida durante todo mi camino universitario como Génesis Muthre y Fabricio Junqui.

Sebastián Aguirre M.

AGRADECIMIENTOS

Mi más profundo agradecimiento a todos los profesores que me formaron como profesional, con sus consejos y experiencias, entre ellos el Msc. Jesús Crespo, Msc. Esmilka Guerra y Msc. José Moreno.

A la empresa minera MINPORSA S.A. por permitirme realizar mi trabajo de investigación final en sus instalaciones, al Sr. Ernesto Reyes, Ing. Hugo Delgado, Ing. Vladimir Calva e Ing. Darío Villacres. Y finalmente a mis compañeros por la amistad forjada en todo este proceso universitario, entre ellos La Srta. Isabel Peñaloza y Francisco Heras.

José Bolaños Quinde
Sebastián Aguirre Muñoz.

DECLARACIÓN EXPRESA

“Los derechos de titularidad y explotación, nos corresponde conforme al reglamento de propiedad intelectual de la institución; *Sebastián Aguirre Muñoz, José Augusto Bolaños Quinde* y damos nuestro consentimiento para que la ESPOL realice la comunicación pública de la obra por cualquier medio con el fin de promover la consulta, difusión y uso público de la producción intelectual”

**José Augusto
Bolaños Quinde**

**Sebastián
Aguirre Muñoz**

EVALUADORES

Ing. José Ricardo Moreno Chávez
PROFESOR DE LA MATERIA

Ing. Jesús Washington Crespo
PROFESOR TUTOR

RESUMEN

La minería es considerada a nivel mundial como una fuente de sustentación económica para el país que la ejerce, ya que en teoría todo lo que está a nuestro alrededor es hecho a base de minerales, el objetivo general del presente trabajo de investigación para la obtención del título de ingeniero de minas se basa en la mejora de las actividades más importantes en el sistema de explotación que realiza la empresa minera MINPORSA S.A. y una propuesta de recuperación de pilares dejados en mina por el mismo método de explotación que utilizan con la finalidad de reducir costos, aumentar ganancias y recuperar la mayor cantidad de mineral como beneficio económico para la empresa.

Se desarrolló el proyecto integrador siguiendo una metodología que consta de tres fases importantes, la primera fase se basó en una recopilación de datos en campo, la segunda fase se basó en una elaboración de propuesta de mejora ejecutando cálculos con datos reales tomados en la primera fase y se realizó ensayos en laboratorio determinando las propiedades físicas del área de estudio, para llegar a una tercera fase la cual nos presentó una tabla comparativa entre los parámetros actuales de la empresa y los propuestos en la segunda fase para determinar la viabilidad del proyecto.

Dando como resultados aumento de material volado, reducción de costos en parámetros de transporte, perforación y voladura, diseño óptimo de las mallas de perforación, implementación correcta de explosivos, aumento de la producción diaria, cambio en el método de transporte, reducción de tiempos de actividades y ganancia extra con respecto a la recuperación de pilares e invirtiendo en fortificación.

Palabras Clave: costos, producción, transporte, sostenimiento, explosivos.

ABSTRACT

Mining is considered worldwide as a source of economic support for the country that exercises it, since in theory everything that is around us is made from minerals, the general objective of this research work to obtain The title of mining engineer is based on the improvement of the most important activities in the exploitation system carried out by the mining company MINPORSA SA and a proposal to recover pillars left in the mine by the same exploitation method that they use in order to reduce costs, increase profits and recover the greater amount of ore as an economic benefit for the company.

The integrating project was developed following a methodology that consists of three important phases, the first phase was based on a collection of data in the field, the second phase was based on an improvement proposal elaboration executing calculations with real data taken in the first phase and laboratory tests were carried out determining the physical properties of the study area, to reach a third phase which presented a comparative table between the current parameters of the company and those proposed in the second phase to determine the viability of the project.

This results in an increase in flown material, cost reduction in transport, drilling and blasting parameters, optimal design of drilling meshes, correct implementation of explosives, increase in daily production, change in transport method, reduction of transport times. extra activities and gain with respect to the recovery of pillars and investing in fortification.

Keywords: costs, production, transport, maintenance, explosives.

ÍNDICE GENERAL

RESUMEN.....	1
<i>ABSTRACT</i>	2
ÍNDICE GENERAL.....	3
ABREVIATURAS	10
SIMBOLOGÍA.....	11
ÍNDICE DE FIGURAS.....	14
ÍNDICE DE TABLAS	15
CAPÍTULO 1.....	19
1. Introducción.....	19
1.1 Descripción del problema	19
1.2 Justificación del problema.....	20
1.3 Objetivos	21
1.3.1 Objetivo General.....	21
1.3.2 Objetivos Específicos	21
1.4 Marco teórico	21
1.4.1 Ubicación del área de estudio	21
1.4.2 Vías de acceso	22
1.4.3 Hidrografía y clima.....	23
1.4.4 Geología.....	24
1.4.4.1 Grupo Pallatanga.....	25
1.5 Operaciones técnico-mineras	25
1.5.1 Sistema de explotación	25

1.5.1.1	Corte y relleno.....	25
1.5.1.2	Cámaras y pilares.....	25
1.5.1.3	Cámaras vacías.....	26
1.5.1.4	Corte y relleno ascendente.....	26
1.6	Propiedades físico-mecánicas de las rocas.....	26
1.6.1	Peso específico.....	26
1.6.2	Porosidad.....	26
1.6.3	Resistencia a la compresión simple.....	27
1.6.4	Esponjamiento.....	27
1.6.5	Corrección por condiciones geológicas.....	28
CAPÍTULO 2.....		29
2.	Metodología.....	30
2.1	Descripción del método de explotación subterránea actual.....	30
2.2	Propiedades Físico-Mecánica de la roca.....	31
2.2.1	Densidad y porosidad.....	31
2.2.2	Compresión simple.....	32
2.3	Colección de datos.....	32
2.3.1	Perforación y voladura.....	32
2.3.2	Estimación de reservas y de producción.....	33
2.3.2.1	Reservas posibles.....	33
2.3.2.2	Reservas probables.....	33
2.3.2.3	Reservas probadas.....	34
2.3.3	Dimensiones de los bloques.....	34
2.3.4	Potencia media de la veta.....	35
2.3.4.1	Volumen de los bloques.....	35

2.3.4.2	Tonelaje de los bloques	35
2.3.5	Dimensiones de los pilares	36
2.3.5.1	Volumen	36
2.3.5.2	Tonelaje de mineral	36
2.3.6	Franja de explotación	36
2.3.6.1	Volumen	37
2.3.6.2	Tonelaje.....	37
2.3.6.3	Perforación y voladura	37
2.3.6.3.1	Carga total de explosivos	37
2.3.6.3.2	Volumen y tonelaje de la voladura	38
2.3.6.3.2.1	Volumen y tonelaje de material mineralizado	38
2.3.6.3.2.2	Volumen y tonelaje de estéril	38
2.3.6.3.2.3	Volumen y tonelaje total.....	38
2.3.6.3.3	Carga específica	39
2.3.6.3.4	Costos de la carga explosiva por metro de avance	39
2.3.6.3.5	Porcentaje de dilución.....	39
2.3.7	Galería de preparación	39
2.3.7.1	Sección.....	39
2.3.7.2	Perforación y voladura	39
2.3.7.2.1	Carga total	41
2.3.7.2.2	Volumen y tonelaje de la voladura	41
2.3.7.2.3	Coeficiente de esponjamiento	41
2.3.7.2.4	Carga específica (q):.....	42
2.3.7.2.5	Distribución de la carga en el barreno	42
2.3.7.2.5.1	Cuele y Contra cuele:	42

2.3.7.2.5.2	Techo, piso y hastiales:	42
2.3.7.2.6	Costos de la carga de explosivo	43
2.3.7.3	Cálculo de la ley diluida.....	43
2.3.7.3.1	Tonelaje de la veta:.....	43
2.3.8	Rendimiento real de trabajo.....	43
2.3.8.1	Producción diaria.....	44
2.3.9	Transporte funicular no convencional (garruchas)	44
2.3.9.1	Carga y transporte de material volado	45
2.3.9.2	Ritmo de extracción producción por día.....	46
2.3.9.3	Costos de operación actuales.....	46
2.3.9.3.1	Costo por tramo carretilla	47
2.3.9.3.2	Costo por tramo carro minero Z20.....	47
2.3.9.3.3	Costo por tramo winche.....	47
2.3.9.3.4	Costo por tramo transporte funicular o garruchas.....	47
2.3.9.3.5	Costos totales de transporte actual	47
2.4	Propuesta de mejora.....	47
2.4.1	Recuperación de los pilares.....	47
2.4.1.1	Dimensiones de los niveles y bloques	47
2.4.1.2	Volumen y tonelaje de los bloques.....	47
2.4.1.3	Dimensiones, volumen y tonelaje de los pilares.....	47
2.4.2	Franja de explotación	48
2.4.2.1	Altura de la franja de explotación (veta).....	48
2.4.2.2	Volumen de veta arrancado.....	48
2.4.2.3	Perforación y voladura de la franja de explotación.....	48
2.4.2.4	Cálculo del ancho optimo.....	48

2.4.2.5	Parámetros de perforación y voladura	49
2.4.2.5.1	Número de barrenos perforados	50
2.4.2.5.2	Carga total	50
2.4.2.5.3	Carga específica	50
2.4.2.5.4	Volumen de la capa arrancada	50
2.4.2.6	Costo de la carga explosiva por metro de avance	51
2.4.3	Propuesta de galería	51
2.4.3.1	Eficiencia de perforación	52
2.4.3.2	Cálculo de los parámetros de perforación y voladura	52
2.4.3.3	Cálculo de tiros vacíos	53
2.4.3.4	Cálculo del diámetro equivalente	53
2.4.3.5	Diseño de malla de perforación	53
2.4.3.6	Sustancia explosiva en barreno.....	55
2.4.3.6.1	Carga de fondo.....	56
2.4.3.6.2	Carga de columna.....	56
2.4.3.6.3	Número de cartuchos de explosivos.....	56
2.4.3.6.4	Longitud de carga	56
2.4.1	Rendimiento real de trabajo.....	56
2.4.1.1	Producción diaria.....	57
2.4.2	Transporte convencional tipo ferroviario	57
2.4.2.1	Costos de inversión	57
2.4.2.2	Cálculo del factor de recuperacion de la inversión.....	57
2.4.2.1	Ritmo de extracción producción por día.....	57
2.4.2.2	Implementación del sistema de transporte ferroviario.....	57
2.4.2.3	Costos de operación propuestas	58

2.4.2.3.1	Costo por tramo carretilla	58
2.4.2.3.2	Costo por tramo carro minero Z20	58
2.4.2.3.3	Costo por tramo winche	58
2.4.2.3.4	Costo por tramo transporte férreo	58
2.4.2.3.5	Costos totales de transporte propuesto	58
CAPÍTULO 3.....		59
3.	Resultados y Análisis.....	60
3.1	Propiedades físico-mecánico de la roca	60
3.1.1	Densidad	60
3.1.2	Porosidad	60
3.1.3	Compresión simple.....	60
3.2	Colección de datos	61
3.2.1	Dimensiones del bloque.....	61
3.2.2	Cálculo de pilares	61
3.2.3	Franja de explotación	61
3.2.4	Galería de preparación	62
3.2.5	Rendimiento del trabajo	62
3.2.6	Transporte no convencional (garruchas)	62
3.3	Propuesta de mejora.....	63
3.3.1	Franja de explotación	63
3.3.2	Galería de preparación	63
3.3.3	Transporte convencional (ferroviario).....	64
3.4	Comparación entre lo actual y lo propuesto	64
3.4.1	Frente de explotación.....	64
3.4.2	Galería de preparación	65

3.4.3	Rendimiento.....	65
3.4.4	Transporte.....	66
CAPÍTULO 4.....		67
4.	Conclusiones Y Recomendaciones	67
4.1	Conclusiones	67
4.2	Recomendaciones.....	68
BIBLIOGRAFÍA		68
APÉNDICES.....		71
APÉNDICE A.....		71
APÉNDICE B.....		76
APÉNDICE C		77
APÉNDICE D		80
APÉNDICE E.....		85
APÉNDICE F		90
APÉNDICE G		91
APÉNDICE H		95
APÉNDICE I		101
APÉNDICE J		113
ANEXOS.....		119

ABREVIATURAS

ESPOL	Escuela Superior Politécnica del Litoral
ARCOM	Agencia de Regulación y Control Minero
FICT	Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra
INEN	Instituto Nacional de Enfermedades Neoplásicas

SIMBOLOGÍA

Au	Oro
\$	Dólares americanos
g	Gramos
Kg	Kilogramos
T	Toneladas
g/T	Gramos por toneladas
°C	Grados centígrados
°	Grados
h	Horas
min	Minutos
m	Metros
Cm	Centímetros
mm	Milímetros
%	Porcentaje
KN	Kilo Newton
N	Newtons
N/mm^2	Newtons por milímetros cuadrados
m^2	Metro cuadrado
g/cm^3	Gramo por centímetro cubico
δ	Densidad
d_{ch}	Distancia entre chimeneas
d_i	Distancia inclinada del bloque entre niveles
p_{mv}	Potencia media de la veta
V_b	Volumen de bloques
T_b	Tonelaje del bloque
d_{p1}	Altura del pilar grupo 1
d_{h1}	Ancho del pilar grupo 1
V_{pg1}	Volumen de pilares del grupo 1
T_{npg1}	Tonelaje neto pilares del grupo 1
d_{p2}	Altura del pilar grupo 2
d_{h2}	Ancho del pilar grupo 2
V_{pg2}	Volumen de pilares del grupo 2
T_{npg2}	Tonelaje neto pilares del grupo 2
T_{ntot}	Tonelaje total de los pilares
l_m	Ley media en los molinos

P_{Au}	Precio del oro
h_f	altura de la franja
V_f	Volumen de la franja
T_{nf}	Tonelaje de la franja
Q_f	Carga de fondo
Q_c	Carga de columna
Q_r	Recarga de explosivo
Q_{totf}	Carga total de la franja
d_{ch}	Distancia entre chimeneas
h_e	Altura del estéril
l_b	longitud del bloque
a	ancho de estéril arrancado
V_e	Volumen de estéril
t_e	Tonelaje de estéril
V_V	Volumen total de la voladura
T_V	Tonelaje total de la voladura
q	Carga especifica
l_b	Longitud del barreno
r_p	Rendimiento de la perforación
l_{rp}	Longitud real de la perforación
r_v	Rendimiento de la voladura
a_r	Avance real
V_{Vg}	Volumen total de la voladura en la galería
T_{Vg}	Tonelaje total de la voladura en la galería
V_s	Volumen suelto
K_e	Coefficiente de esponjamiento
q_g	Carga especifica en la galería
R_{rt}	Rendimiento real de trabajo
P_d	Producción diaria
$T/turno$	Toneladas por turno
$\$/T$	Dólares americanos por tonelada
$T/día$	Toneladas por día
h_{pf}	Altura de la franja propuesta
A_b	Ancho del buzón
d_p	Diámetro del poste
c	Encostillado
V_{pff}	Volumen propuesto franja
T_{pff}	Tonelaje propuesto franja

l_r	Longitud de espacio relleno
ρ_e	Densidad del explosivo
D_e	Diámetro del explosivo
B	Burden
E	Espaciamiento
R	Retacado
D_f	Diámetro equivalente
\emptyset	Diámetro de la broca
n	Número de taladros a perforar

ÍNDICEFIGURAS

Figura 1: Mapa de Ubicación Geográfica	22
Figura 2: vías de acceso.....	23
Figura 3: Mapa Hidrológico	24
Figura 4: Metodología aplicada en el desarrollo del proyecto.....	30
Figura 5: bosquejo de la sección que se está explotando actualmente en la mina.....	35
Figura 6: Distribución de la carga de explosivos en barrenos de 1.20 m.....	39
Figura 7: malla de perforación usada en mina	40
Figura 8: distribución de la carga explosiva en el cuele y contra cuele.....	42
Figura 9: distribución de la carga explosiva en el techo, piso y hastiales.	42
Figura 10: sección de la galería para el transporte por garruchas	44
Figura 11: transporte tramo carretilla.....	45
Figura 12 transporte tramo carro minero	45
Figura 13 transporte tramo winche	46
Figura 14 transporte tramo garruchas	46
Figura 15: diseño de los parámetros de una galería	52
Figura 16: diseño de la malla de perforación para la galería de preparación	55
Figura 17: resultados del ensayo de compresión simple muestra 1	74
Figura 18: resultados del ensayo de compresión simple muestra 2.....	75
Figura 19 material explosivo empleado en las labores.....	120
Figura 20: características técnicas del EXPLOGEL III 1*1/8*7”	121
Figura 21: material explosivo propuesto para la galería	122
Figura 22 características técnicas del material explosivo propuesto.....	123
Figura 23: material explosivo nitrato de amonio	124
Figura 24: características técnicas.....	124
Figura 25: extracción de testigo de roca en la máquina sacadora de núcleos	125
Figura 26: testigo de roca v	125
Figura 27: pulido del testigo de roca.....	126
Figura 28: horno de secado para muestras de roca	126
Figura 29: decantador para disminuir la temperatura y evitar que se humedezca	127
Figura 30: extracción de testigo de roca.....	127
Figura 31: peso de muestra de roca seca	128
Figura 32: Peso de muestras saturadas.....	128
Figura 33: muestras de roca de caja saturadas	129
Figura 34: resultado de la muestra del ensayo de compresión simple.....	129

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: corrección por estructuras geológicas.....	28
Tabla 2: Reservas totales posibles	33
Tabla 3: Reservas totales probables	33
Tabla 4: Reservas totales probadas	34
Tabla 5: grupos de pilares presentes en el bloque	36
Tabla 6: número de barrenos perforados, datos tomados en campo	37
Tabla 7: distribución de los barrenos en la galería de preparación	40
Tabla 8: parametros para el calculo de la ley diluida.....	43
Tabla 9: Número de barrenos calculados.....	50
Tabla 10: parámetros de la galería	51
Tabla 11: Fórmulas del manual de EXSA	53
Tabla 12: Resultados del cálculo de la cuña.....	53
Tabla 13: Resultados del ensayo de densidad de la roca.....	60
Tabla 14: Resultado del ensayo de porosidad de la roca	60
Tabla 15: Resultados del ensayo de compresión simple de la roca.....	60
Tabla 16: Parámetros del bloque de explotación.....	61
Tabla 17: Resultados de los parámetros de los pilares.....	61
Tabla 18: Resultados de los parámetros del frente de explotación	61
Tabla 19: Resultados de los parámetros de la galería de preparación	62
Tabla 20: Resultados del rendimiento de trabajo.....	62
Tabla 21: Resultado de los parámetros de transporte por garruchas	62
Tabla 22: Resultados de los parámetros de la propuesta de mejora del frente de explotación	63
Tabla 23: Resultados de los parámetros de la propuesta de mejora de la galería de preparación.....	63
Tabla 24: resultados de los parámetros de la propuesta de mejora del transporte ferroviario.....	64
Tabla 25: tabla comparativa del frente de explotación	64
Tabla 26: Tabla comparativa de la galería de preparación	65
Tabla 27: Tabla comparativa del rendimiento y producción diaria.....	65
Tabla 28: Tabla comparativa del transporte	66
Tabla 29: Diferencia de costos entre sistemas de transportes	66
Tabla 30: masa de las muestras en seco	71
Tabla 31: masa de las muestras saturadas.....	72
Tabla 32: masa de las muestras saturadas sumergidas en agua.....	72
Tabla 33: resultados de densidad de roca de caja	72
Tabla 34: resultados de porosidad en roca de caja	73

Tabla 35: Información técnica del ingreso de la muestra 1 en el ensayo de compresión simple.....	73
Tabla 36: Resultados digitales del ensayo de compresion simple para la muestra 1 ...	73
Tabla 37: Información técnica del ingreso de la muestra 2 en el ensayo de compresión simple.....	74
Tabla 38: Tabla 36: Resultados digitales del ensayo de compresion simple para la muestra 2.....	74
Tabla 39: masa de la veta en seco	75
Tabla 40: masa de la veta saturadas.....	75
Tabla 41: masa de la veta saturadas sumergidas en agua.....	75
Tabla 42: resultados de densidad de veta.....	75
Tabla 43: resultados de porosidad en veta	76
Tabla 44: medidas de la potencia en veta.....	76
Tabla 45: Datos para el cálculo del volumen de los bloques	76
Tabla 46: Datos para el cálculo del tonelaje de los bloques	76
Tabla 47: Datos para el cálculo de los pilares 1er grupo	77
Tabla 48: Datos para el cálculo de pilares 2do grupo	78
Tabla 49: costos de mano de obra (pilares)	79
Tabla 50: costos de equipos (pilares).....	79
Tabla 51: costos de materiales (pialres).....	79
Tabla 52 : costos indirectos (pilares)	80
Tabla 53: Datos para el cálculo del volumen (franja de explotación)	81
Tabla 54: Carga de explosivos por cuña (franja de explotación)	81
Tabla 55: cantidad de elementos para activación en el bloque	82
Tabla 56: carga total (franja de explotación	82
Tabla 57: Datos para el cálculo del volumen del material mineralizado (franja de explotación).....	82
Tabla 58: Datos para el cálculo del tonelaje del materia mineralizado(franja de explotación)	83
Tabla 59: Volumen de estéril.....	83
Tabla 60: tonelaje de estéril	83
Tabla 61: Volumen total de la voladura	84
Tabla 62: tonelaje total de la voladura.....	84
Tabla 63: Carga específica.....	84
Tabla 64: costo de carga explosiva en el frente de explotación	84
Tabla 66: propiedades de los explosivos.....	85
Tabla 67: carga de explosivos en las galerías de preparación	85
Tabla 68: materiales usados en la voladura.....	86
Tabla 69: carga total en la galería.....	86
Tabla 70: parámetros del avance de la voladura en la galería	86

Tabla 72: coeficiente de esponjamiento	87
Tabla 73: propiedades físico Mecánica de las rocas	87
Tabla 74: Carga específica en galería	88
Tabla 75: costos de voladura en la galería de preparación.....	88
Tabla 76: Datos para el cálculo del costo de carga explosiva por metro de avance	89
Tabla 77: parametros para el calculo de la ley diluida.....	89
Tabla 78: Datos para el cálculo del tonelaje de la veta	89
Tabla 79: Datos para el cálculo de la nueva ley del mineral volado	89
Tabla 80: Datos para el cálculo del rendimiento real de trabajo	90
Tabla 81: Datos para el cálculo de la producción diaria	90
Tabla 82: costos por tramo carretilla.....	91
Tabla 83: Costos de herramientas	91
Tabla 84: Costo total por tramo (carretilla)	92
Tabla 85: Costos de personal	92
Tabla 86: Costos de herramientas	92
Tabla 87: Costos totales por tramos (carro minero)	93
Tabla 88: Costos de personal	93
Tabla 89: Costos de herramientas	93
Tabla 90: Costos totales por tramo (winche).....	93
Tabla 91: Costos de personal	94
Tabla 92: Costos de herramientas	94
Tabla 93: Costos totales por tramo (garrucha).....	94
Tabla 94: Costo total de transporte funicular (garrucha)	95
Tabla 95: Datos para el cálculo de volumen y tonelaje	95
Tabla 96: Datos para el cálculo del ancho óptimo	96
Tabla 97: Datos para el cálculo del Burden en roca de caja	97
Tabla 98: Datos para el cálculo del Burden en la veta	97
Tabla 99: Datos para el cálculo del número de perforaciones	98
Tabla 100: Datos para el cálculo del número de perforaciones en la veta.....	98
Tabla 101: cantidad de sustancia explosiva.....	98
Tabla 102: conectores	99
Tabla 103: Costos de la cantidad explosiva	100
Tabla 104: propiedades del explosivo	104
Tabla 105: Parámetros para el Cálculo de la perforación y voladura	104
Tabla 106: carga de explosivos propuesto en las galerías de preparación	110
Tabla 107: materiales usados en la voladura.....	111
Tabla 108: Datos para el cálculo de la carga total	111
Tabla 109: parámetros del avance de la voladura en la galería	111
Tabla 110: Datos para el cálculo de la carga específica	112
Tabla 111: costos de voladura en la galería de preparación	112

Tabla 112: Datos para el cálculo de la carga explosiva por metro de avance	112
Tabla 113: Costos de inversión en maquinaria	113
Tabla 114: Costos de implementación del transporte férreo	113
Tabla 115: Costo de personal	114
Tabla 116: Costo de herramienta.....	114
Tabla 117: Costo total por tramo (carretilla)	115
Tabla 118: Costo del personal	115
Tabla 119: Costo de herramienta.....	116
Tabla 120: Costo total por tramo (carro minero)	116
Tabla 121: costo de personal	116
Tabla 122: Costo de herramientas.....	116
Tabla 123: Costo total por tramo (winche)	117
Tabla 124: Costo de personal	117
Tabla 125: Costo de herramientas.....	117
Tabla 126: Costo total por tramo (ferroviario)	118
Tabla 127: Costo total de transporte ferroviario propuesto	118

CAPÍTULO 1

1. INTRODUCCIÓN

La minería es considerada alrededor del mundo como una actividad de desarrollo económico para los países que la ejercen, en la actualidad, las herramientas y métodos de extracción del mineral se han tecnificado. El hombre extrae minerales en forma subterránea y superficial para satisfacer sus necesidades.

En Ecuador, la explotación de minerales según la Agencia de Regulación y Control Minero se realiza artesanalmente en su mayoría (ARCOM, 2019), originando una grave afectación socio ambiental como es el caso de muchas minas que se encuentran en el cantón Camilo Ponce Enríquez, Portovelo y Zaruma, sin embargo, el avance de la tecnología en minería se encarga de mitigar muchos de estos factores para lograr realizar una explotación minera responsable. A nivel nacional se proyecta realizar un cambio de matriz productiva, donde la actividad minera sea el principal ingreso económico del país en lugar de la petrolera. (SENPLADES, 2012)

En el sector de Bella Rica ubicado en el cantón Camilo Ponce Enríquez provincia de Azuay, considera como principal fuente de trabajo y mayor generador de ingresos a la actividad minera, no obstante, es realizada sin conocimientos ni habilidades especializadas, exponiendo a los trabajadores a innumerables peligros causados por métodos de explotaciones ineficientes, que a largo y corto plazo generan pérdidas a la empresa y daños ambientales al sector.

1.1 Descripción del problema

Dentro de los procesos de extracción minera, uno de los factores de mayor importancia es el costo de producción. El conocimiento adecuado de los costos ayuda a localizar puntos débiles, sobre los que se podrá tomar acciones que permitan a las empresas mineras obtener indicadores económicos positivos, por lo cual, el estudio de costos se considera un elemento clave en la correcta gestión empresarial.

Previo a la explotación de un yacimiento se necesita ejecutar diferentes actividades como la prospección, exploración y planificación de las reservas minerales para una correcta extracción.

La mina EL PORVENIR, posee un yacimiento de tipo vetiforme, el cual aplica un método de extracción por corte y relleno ascendente.

El costo de producción se ve afectado por una mala preparación del depósito mineral, ya que las labores mineras son construidas generalmente siguiendo a la veta, tomando en cuenta que la dirección de la veta es irregular, lo que conlleva a la necesidad de utilizar más personal para ejecutar los trabajos involucrados dentro del proceso de extracción. Todos estos factores derivan en el aumento de los costos de cada actividad.

El transporte de material minero arrancado después de la perforación y voladura se ve directamente afectado por un diseño no convencional denominado “método de transporte por garruchas” el cual fue implementado sin parámetros técnicos lo que conlleva a obtener pérdidas de tiempo y dinero para la empresa.

1.2 Justificación del problema

El presente proyecto resulta de la necesidad de realizar una mejora en el sistema actual de explotación del yacimiento con el fin de reducir los costos de extracción del mineral. Al no contar con infraestructuras para desarrollar una extracción técnica del yacimiento esta propuesta es de suma importancia para la empresa minera El Porvenir debido a que se aportará con la preparación de la extracción, mejorando los parámetros de perforación y voladura, se maximizará la producción mensual, se aumentará la productividad y eficiencia laboral, y se mitigarán los riesgos laborales en la ejecución de las diferentes actividades. Todo ello incrementará la utilidad de la empresa, mejorando la rentabilidad del proyecto.

Para el transporte es justificable el cambio a un método convencional de tipo férreo, con la finalidad de disminuir tiempo en el transporte de minerales y aumentar el volumen de extracción gracias a las dimensiones de los vagones que en comparación al método anterior son mucho más grandes.

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo General

- Optimizar las principales actividades del sistema de explotación de la mina EL PORVENIR, para la reducción de costos por concepto de extracción.

1.3.2 Objetivos Específicos

- Reducir costos asociados a la perforación y voladura actual de la empresa proponiendo un nuevo diseño de las mallas de perforación y voladura.
- Justificar la viabilidad de la implementación de un nuevo sistema de transporte en la línea principal de la Mina El Porvenir.
- Determinar la inversión necesaria para la recuperación de pilares

1.4 Marco teórico

1.4.1 Ubicación del área de estudio

El área se localiza en la parte occidental de la provincia de Azuay, Cantón Camilo Ponce Enríquez. La parte suroccidental concierne a la llanura costera y las labores mineras están en las primeras estibaciones de la cordillera occidental.

Coordenadas UTM: Zona 17S, 643815.70E, 9659201.51S

Altura: 814 m.s.n.m.

Mapa de Ubicación Geográfica

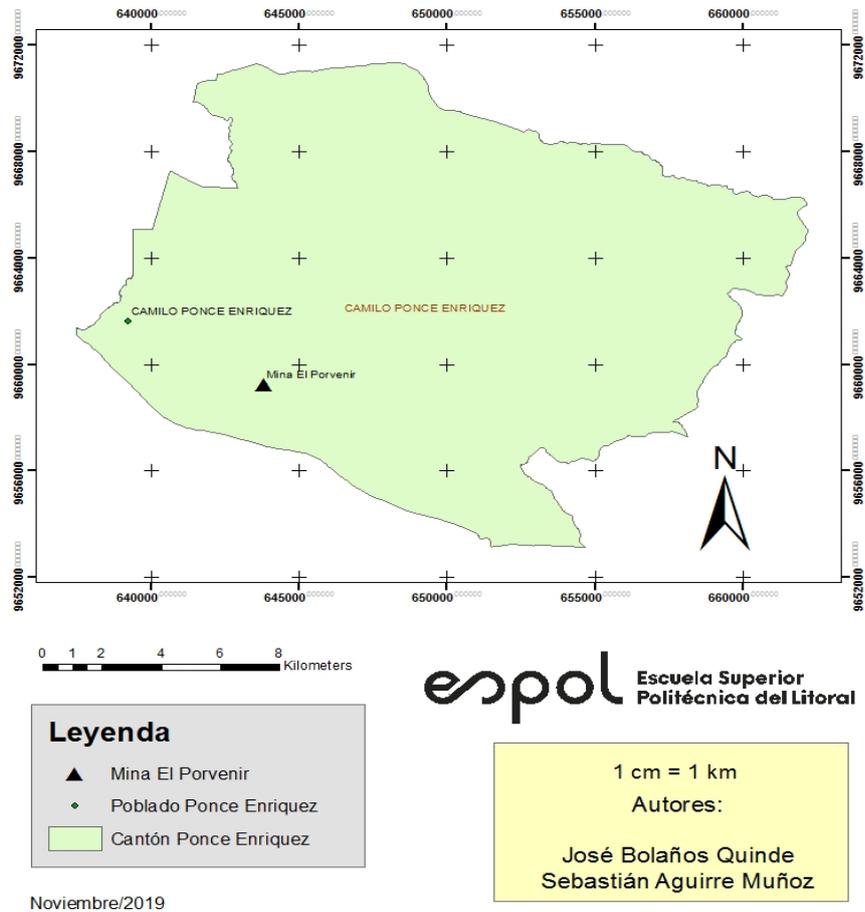


Figura 1: Mapa de Ubicación Geográfica
Fuente: Autores 2019

1.4.2 Vías de acceso

La primordial vía de acceso terrenal es por la Panamericana de la costa (Guayaquil-Machala), hasta llegar al entro cantonal de Camilo Ponce Enríquez o el pinte del Río Siete vías San Miguel de Brasil, desde donde se sigue por un camino de segundo orden hasta llegar al campamento de la empresa. El trayecto tiene una duración de 3 horas

Gye – Ponce = 137km
Ponce – mina = 8

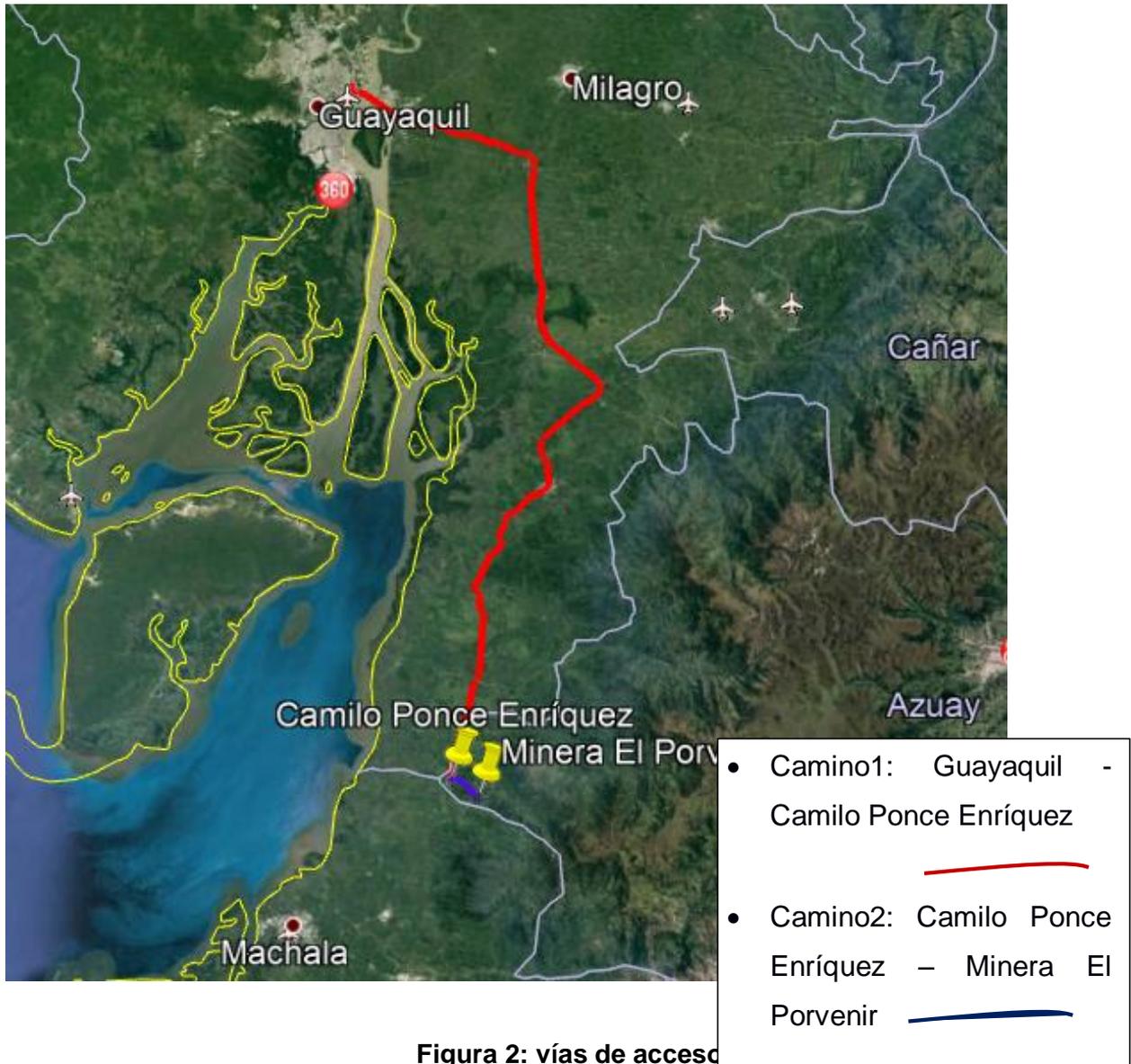


Figura 2: vías de acceso
Fuente: Google maps

1.4.3 Hidrografía y clima

Las principales fuentes hidrográficas comprenden dos subcuencas: la del Río Guanache al norte y la del Río Siete al Sur, los que confluyen al Oeste del cantón.

Posee un clima subtropical, con temperaturas que oscilan entre 21 y 27°C. La estación con más precipitaciones corresponde a los meses de enero a mayo, después de mayo existe presencia de lloviznas y neblinas hasta terminar el año.

Mapa Hidrográfico

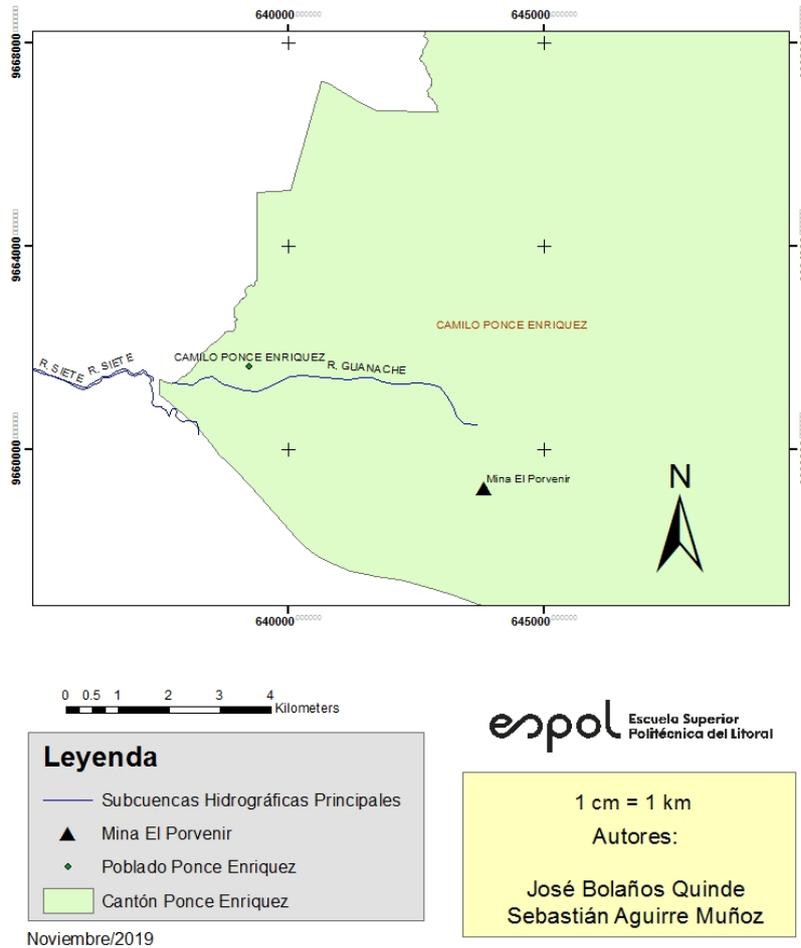


Figura 3: Mapa Hidrológico

Fuente: Autores 2019

1.4.4 Geología

El área comprende de un depósito, filoneano de grandes dimensiones, principalmente de alta Temperatura.

La forma de la mineralización es la de vetas como rellenos de fracturas abiertas y fallas (fissure veins), generalmente paralelas con una dirección NNW – SSE y una inclinación predominante hacia el Este.

En esta misma dirección, el sistema se extiende sobre 3 Km. de largo dentro de la concesión bella rica, y a partir de allí sobre por lo menos 2 Km. más hacia el Norte. Su

ancho conocido en el área de estudio es mínimo 400 m y de máximo 1300 m. En sentido vertical, la dimensión conocida es de 800 m.

La roca encajante está constituida de lavas de composición intermedia a básica y rocas volcanoclásticas (Grupo Pallatanga), denominados localmente como basaltos de Bella Rica, de edad cretácica. (Ruilova, 2015)

1.4.4.1 Grupo Pallatanga

Compuesto de basaltos de fondo marino acrecionados contra el continente suramericano durante el Eoceno. Conciernen a una asociación ofiolítica, sometida por una gruesa secuencia de basaltos masivo y en almohadillas, con hialoclastitas, intercalaciones de cherts, e intrusiones gabroicas y ultrabásicas.

La edad geológica de esta unidad no está bien establecida, a estas rocas se superponen discordantemente los depósitos volcanoclásticos del grupo Saraguro. (Oyola, 2013)

1.5 Operaciones técnico-mineras

1.5.1 Sistema de explotación

Considerando la forma, características y disposición de los cuerpos mineralizados las cuales se forman como vetas angostas, se utiliza métodos de explotaciones subterráneas como: corte y relleno, cámaras y pilares y cámaras vacías.

1.5.1.1 Corte y relleno

Conocido a nivel mundial como cut and fill. El mineral es removido por franjas horizontales o verticales principiando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente, una vez extraída la franja se rellena el volumen correspondiente con material estéril que sirve como piso de trabajo y al mismo tiempo sostiene las paredes.

Se lo utiliza en yacimiento con las siguientes características:

- Fuerte buzamiento, superior a los 50 grados de inclinación.
- Potencia moderada.
- Límites regulares del yacimiento. (Cornejo, 2015)

1.5.1.2 Cámaras y pilares

Consiste en la explotación de caserones separados por pilares de sostenimiento del techo, la recuperación de los pilares puede ser parcial o total, este método de explotación

es aplicado constantemente ya que en los últimos años ha tenido mucho desarrollo técnico gracias a su bajo costo de explotación. (Cornejo, 2015)

1.5.1.3 Cámaras vacías

Consiste en la explotación del material mineralizado de corrido a todo lo ancho y largo sin realizarse divisiones en bloques. Para poder aplicar este sistema de explotación es necesario contar con material mineralizado y roca encajante estables, asegurando la estabilidad de la roca de techo. Aplicable a yacimientos con ángulo de 0 a 40 grados y potencia entre 3-4m. la vida útil depende de la velocidad de avance, luego es necesario cambiar el método al de cámaras y pilares para asegurar la estabilidad del techo en los frentes. (Verdezoto, 2016)

1.5.1.4 Corte y relleno ascendente

consiste en la extracción del mineral arrancado mediante tajadas horizontales, empezando de la parte baja y avanzando hacia arriba. Cuando todo el mineral ha sido extraído del tajo, primero se explota la veta y después la caja, el mismo que actúa como soporte y piso proporcionando una plataforma mientras la próxima tajada sea minada. (Sanchez, 2014)

1.6 Propiedades físico-mecánicas de las rocas

1.6.1 Peso específico

Se define peso específico a la relación entre su peso y al peso de un volumen equivalente de agua a 4°C, la ecuación está dada por:

$$\rho_{ap} = \frac{M_s}{M_{Sat} - M_H} [g/cm^3]$$

Ecuación 1

Donde:

ρ_{ap} = densidad aparente

ρ_l = densidad del líquido donde se sumerge la muestra

M_{sat} = masa de la muestra saturada

M_s = masa de la muestra seca

M_H = masa de la muestra saturada y sumergida en agua

(uned, 2009)

1.6.2 Porosidad

Es la propiedad física que poseen los materiales vinculada a los espacios vacíos que sitúa en su estructura o superficie, debido a esta propiedad, un material puede ser más o menos permeable. (Porto J. P., 2019)

El coeficiente de porosidad evalúa la magnitud de porosidad existente en una roca, el valor calculado es adimensional y se lo calcula con la fórmula:

$$\varepsilon = \frac{M_{sat} - M_s}{M_{sat} - M_H} * 100$$

Ecuación 2

Donde:

M_{sat} = masa de la muestra saturada

M_s = masa de la muestra seca

M_H = masa de la muestra saturada y sumergida en agua

1.6.3 Resistencia a la compresión simple

Es el esfuerzo máximo que puede resistir un material bajo una carga. La resistencia a la compresión de un material que falla debido a la rotura de una fractura se puede definir, como una propiedad independiente. Sin embargo, la resistencia a la compresión de los materiales que no se rompen en la compresión se define como la cantidad de esfuerzo necesario para deformar el material una cantidad arbitraria. Se la calcula con la siguiente fórmula.

$$R = \frac{F}{A} [kgf/cm^2]$$

Ecuación 3

Donde:

F= fuerza en el momento de la ruptura de la muestra (kgf)

A= superficie de la sección transversal (cm²) (Instron, 2018)

1.6.4 Esponjamiento

El esponjamiento es un aumento de volumen que sufre la roca luego de ser arrancada del macizo rocoso producto de la voladura. Para calcular este factor se determinan los volúmenes en el macizo y el volumen de la roca suelta. Usamos la siguiente formula: (piqueras, 2014)

$$ke = \frac{Vs}{Vm}$$

Ecuación 4

Donde:

ke = coeficiente de esponjamiento

Vs = volumen suelto

Vm = volumen en macizo

1.6.5 Corrección por condiciones geológicas

La geología del material a quebrar es el factor más importante para determinar el diseño total de la voladura, para determinar estos factores, es generalmente necesario realizar pruebas en campo. Los resultados de estas pruebas pueden ser usados como una guía para ayudar a determinar el espaciamiento y bordes de los barrenos. (KONYA, 1983)

Tabla 1: corrección por estructuras geológicas

Fuente: autores 2019

CORRECCIONES POR ESTRUCTURA GEOLÓGICA	Ks
Altamente quebrada, profundas fracturas con alta cementación entre capas	1.30
Pequeñas cementaciones entre capas con pocas fracturas	1.10
Masivo rocoso intacto	0.95

CAPÍTULO 2

2. METODOLOGÍA

En la figura 4 se detalla cada una de las fases empleadas en el progreso del proyecto.

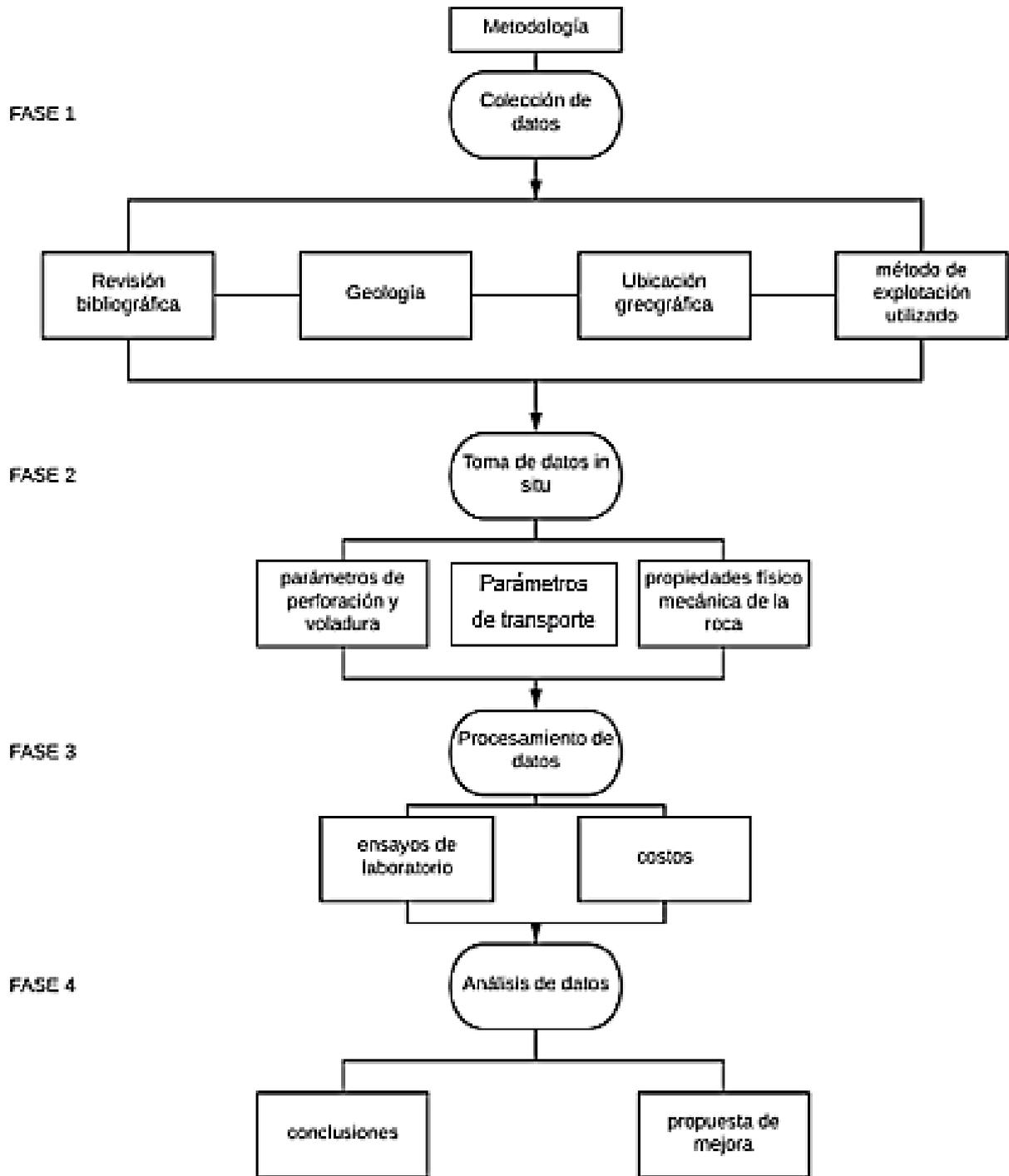


Figura 4: Metodología aplicada en el desarrollo del proyecto
Fuente: Autores 2019

2.1 Descripción del método de explotación subterránea actual

El acceso al cuerpo mineralizado se da de la siguiente manera:

Desde la línea principal donde está ubicado el método de transporte no convencional por garruchas encontramos el pozo 1, el cual a 65m de profundidad se construyen subniveles siguiendo el buzamiento de la veta.

En la mina al porvenir encontramos dos subniveles en etapa de explotación que cada 30 metros dispone chimeneas con buzones para el transporte y almacenamiento temporal del material arrancado en los tajos de explotación delimitando el bloque, el subnivel es usado como la línea de transporte del material arrancado y ayuda a la ventilación en aquel sector de la mina, primero se extrae el mineral de interés colocando sacos para evitar la dilución.

Se perfora el material estéril desde el techo con barrenos inclinados de 80cm que siguen el mismo buzamiento de la veta para ser usados como relleno y soporte del macizo rocoso

2.2 Propiedades Físico-Mecánica de la roca

2.2.1 Densidad y porosidad

Este ensayo se lo realizó en el laboratorio de geotecnia y construcción en la facultad de ingeniería en ciencias de la Tierra, de la universidad Escuela Superior Politécnica del Litoral, con la finalidad de obtener un valor experimental para poder ejecutar los distintos cálculos que el trabajo de investigación lo requiere como la recuperación de pilares, cantidad de volumen de estéril y mineral entre otros.

El método utilizado en el laboratorio se basa en la norma **NTE INEN 857:2010**

Procedimiento:

Antes de proceder a realizar el ensayo de densidad se debe preparar la muestra.

- Preparar siquiera 4 ejemplares de cada muestra

Una vez preparada la muestra se procede a realizar el ensayo de densidad aparente:

- Secamos las muestras durante 24 horas en el horno a 110°C hasta alcanzar masa constante
- Dejamos enfriar las muestras en el desecador en un periodo de tiempo de 1 a 3 horas
- Pesamos en la balanza y anotamos la masa de muestra seca (ver para roca de caja tabla 30 y veta tabla 39 en apéndice A)
- Sumergimos las muestras en el agua durante 24 horas hasta alcanzar peso constante
- Secamos la superficie de la muestra con un paño no absorbente
- Pesamos en la balanza y anotamos la masa de muestra saturada (ver para roca de caja tabla 31 y veta tabla 40 en apéndice A)
- Se coloca la muestra dentro de la canastilla de la balanza hidrostática y se registra el valor que marca la balanza como masa de la muestra sumergida, con una temperatura del agua de 23°C
- Pesamos en la balanza y anotamos la masa de muestra sumergida (ver para roca de caja tabla 32 y veta tabla 41 en apéndice A)

- Se procede a realizar los cálculos correspondientes utilizando la ecuación 1 del apartado 1.6.1 (ver para roca de caja tabla 33 y veta tabla 42 en apéndice A)
- Para el cálculo de porosidad se procede a realizar los cálculos correspondientes utilizando la ecuación 2 del apartado 1.6.2 (ver para roca de caja tabla 34 y veta tabla 43 en apéndice A)

2.2.2 Compresión simple

Estos ensayos de compresión simple se realizaron en el laboratorio de mecánica de rocas en la Escuela Superior Politécnica del litoral, con el fin de determinar la carga axial máxima que puede resistir nuestro tipo de roca de caja.

Estos ensayos solo se realizaron en la roca de caja y no en veta por las políticas de empresa.

Procedimiento:

Primero se procede a preparar la muestra ya que si no se lo hace el ensayo puede arrojar valores alterados, la muestra debe tener las siguientes propiedades

- El núcleo debe tener una relación de longitud diámetro de 2 a 2.5 y un diámetro de no menos de 47 mm. (ver figura 26 en ANEXOS)
- Los lados de los cuerpos tienen que ser lisos, rectos y no tener regularidades abruptas.

Colocación de la muestra en el equipo.

- Verificar que la pantalla trasera del equipo se encuentre colocada
- Encender el equipo, colocar y centrar el espécimen en la prensa
- Acercar la muestra hasta que toque con la platina superior.
- Cerrar la puerta delantera del equipo y encerrar la lectura de carga
- Ingresar los valores de diámetro y de altura en la máquina.
- Programar la velocidad de carga e iniciar la compresión de la muestra, hasta que falle.
- Registre la carga máxima sostenida por el espécimen.
- Aleje el espécimen de la platina superior y verifique que el pistón se encuentre detenido.
- Abra la puerta delantera, remueva el espécimen fallado y limpie los escombros

2.3 Colección de datos

2.3.1 Perforación y voladura

Perforación: las perforaciones para el franqueo son realizadas con brocas de 36 mm de diámetro, se utilizan martillos de perforación neumático de marca Sheng Yang modelo YT27 de procedencia china y con la ayuda de un brazo neumático de serie FT160 de la misma marca, de esta manera se aporta el golpe y se consigue el método de perforación

por rotopercusión, se utiliza agua eliminar los detritos, enfrían la broca y evitar su exceso de desgaste.

La malla de perforación que se realiza para la apertura de galería de corte y de exploración es de manera empírica dependiendo de la experiencia del perforista, las perforaciones varían según el lugar donde se las realice, frente de explotación o galerías de preparación.

Voladura: Para realizar la voladura, los barrenos son cargados con dinamita EXPLOGEL III de dimensiones 1-1/8 x7” y nitrato de amonio, el encendido se hace mediante la utilización de mecha lenta.

2.3.2 Estimación de reservas y de producción

Estos datos fueron proporcionados por los informes de producción de la empresa, se entiende como reserva a la cantidad de material de interés rentable económicamente. Este tipo de reservas se clasifican en:

- Reservas posibles, no tienen información geológica suficiente
- Reservas probables, has sido medidas en su dimensión y tienen cierta información
- Reservas probadas, son las que han sido comprobadas y están listas para la extracción

Estas reservas se determinaron mediante el método geométrico, el cual permite franquear galerías y preparar al yacimiento para su explotación.

2.3.2.1 Reservas posibles

Tabla 2: Reservas totales posibles
Fuente: Informe de producción MINPORSA S.A.

	Bloques(m)	Longitud (m)	Altura (m)	Toneladas (t)	Ley de corte (g/t)
Veta secundaria	1	100	50	2500	6
Total tonelajes				2500	
Total oro (g)					12500

2.3.2.2 Reservas probables

Tabla 3: Reservas totales probables
Fuente: Informe de producción MINPORSA S.A.

	Bloques(m)	Longitud (m)	Altura (m)	Toneladas (t)	Ley de corte (g/t)
Veta secundaria	1	100	50	2500	6

Veta sorpresa	1	170	160	21216	7
Total tonelajes				23716	
Total oro (g)					161012

2.3.2.3 Reservas probadas

Tabla 4: Reservas totales probadas
Fuente: Informe de producción MINPORSA S.A.

	Bloques(m)	Longitud (m)	Altura (m)	Toneladas (t)	Ley de corte (g/t)
	1	400	80	32000	6
Veta principal	2	130	100	13000	6
Veta secundaria	1	100	40	2000	6
Veta sorpresa	1	170	18	1989	8.5
Total tonelajes				48989	
Total oro (g)					244945

Se consideró el 100% de todas las reservas existentes en la mina ya que se debe cumplir con la proyección de cantidad de volumen a transportar, de acuerdo al informe de producción de la empresa presentaron un total de 75205 T proporcionando un tiempo de vida útil a la mina de 6 años cantidad importante para el cálculo del factor de retorno de la inversión.

2.3.3 Dimensiones de los bloques

El área de estudio está limitada por el pozo 1, esta área se divide en 2 subniveles, los cuales se encuentran separados a 65 metros en distancia inclinada, siguiendo el buzamiento de la veta que es de 55°.

Dentro del nivel 1 y 2, los bloques de explotación se separan 30 metros entre si divididos por chimeneas, en el nivel 1 existen dos chimeneas, en el nivel 2 existen 4 chimeneas, para una mejor apreciación ver la figura 5.

Línea principal de garruchas

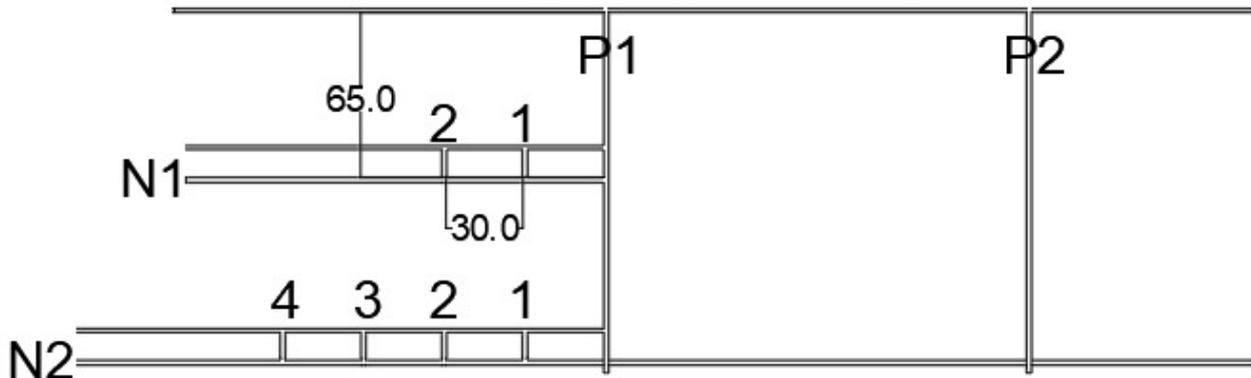


Figura 5: bosquejo de la sección que se está explotando actualmente en la mina

Fuente: autores 2019

2.3.4 Potencia media de la veta

Se tomaron las medidas de la potencia de la veta dividiéndola en secciones 1 y 2 las cuales corresponden a cada nivel, tomando en cuenta que la veta no es homogénea se realizaron 5 mediciones por cada sección con la finalidad de obtener un valor promedio para utilizarlo en los cálculos posteriores de este trabajo de investigación. (Ver tabla 44 apéndices B)

2.3.4.1 Volumen de los bloques

Se calcula multiplicando las dimensiones del bloque donde está contenido el material de interés (ver cálculos en la tabla 45 APÉNDICE B)

El volumen es igual a:

$$V_b = d_{ch} * d_i * p_m$$

Ecuación 5

Donde:

d_{ch} = distancia entre chimeneas

d_i = distancia inclinada del bloque

p_m = potencia media

2.3.4.2 Tonelaje de los bloques

El tonelaje se obtiene multiplicando el volumen obtenido del bloque por la densidad de la roca, (ver cálculos en la tabla 46 APÉNDICE B) usando la siguiente fórmula:

$$T_b = V_b * \delta$$

Ecuación 6

δ = densidad de la roca 2.7 ton/m³

V_b = Volumen de bloques

2.3.5 Dimensiones de los pilares

Los pilares son dejados en los bloques para ayudar al sostenimiento natural del macizo rocoso, sin un previo estudio que fundamente si la roca es competente. (ver cálculos en la tabla 47 Y 48 APÉNDICE C)

Para este estudio de investigación se dividen los pilares en 2 grupos, de la siguiente manera:

Tabla 5: grupos de pilares presentes en el bloque
Fuente: autores 2019

1er grupo	Pilares de techo y piso a lo largo del bloque
2do grupo	Pilares de entre bloques dejados a lo largo de la chimenea

2.3.5.1 Volumen

$$V_{pg} = d_p * d_h * p_m$$

Ecuación 7

Dónde:

d_p = altura del pilar

d_h = ancho del pilar

p_m = Potencia media de la veta

2.3.5.2 Tonelaje de mineral

Para determinar el tonelaje del mineral se multiplico el volumen total por la densidad de la roca. Con estos valores procedemos a calcular el valor económico en dólares americanos de los pilares dejados en cada bloque de explotación, ver apéndice C los cálculos realizados en este apartado. Cabe mencionar que para el cálculo del valor económico en los pilares se utilizó el precio del oro en la fecha 30/10/19. (PrecioOro.com, 2019)

$$T_{npg} = V_{pg} * \delta$$

V_{pg} = volumen de pilar

δ = densidad de la roca

2.3.6 Franja de explotación

Los cálculos que se realizaron en este apartado, se los puede encontrar en el (ver cálculos en las tabla 55 APÉNDICE D)

Altura

Dentro de la franja de explotación (tajo), la altura es la distancia que se avanza en cada voladura. Calculado con la longitud de barrenos y la inclinación de los mismos.

$$h_f = \text{Longitud de barrenos} * \sin(35^\circ)$$

2.3.6.1 Volumen

El volumen se lo calculó multiplicando la altura de la franja por la potencia media y la distancia horizontal de los bloques, cabe mencionar que este volumen salió con dilución debido al mal diseño de la malla utilizada.

$$V_f = h_f * d_h * p_m$$

Ecuación 8

h_f = altura de la franja

d_h = distancia horizontal del bloque

2.3.6.2 Tonelaje

$$T_{nf} = V_f * \delta$$

Donde:

V_f = volumen de la franja

δ = densidad de la roca

2.3.6.3 Perforación y voladura

Número de barrenos perforados: se toma en cuenta la experiencia del perforista, ya que el número de huecos no es igual en todos los tajos, es por esto que se llegó a tomar un promedio de varias labores de preparación dándonos como resultado la siguiente tabla adjunta:

Tabla 6: número de barrenos perforados, datos tomados en campo

Fuente: Autores 2019

Longitud del barreno	Longitud real de la perforación	Número de barrenos perforados en veta	Número de barrenos perforados en roca caja
1.20m	1	50	100

En este aparatado se obtuvo datos de la cantidad de carga explosiva que se utilizaba en los barrenos perforados para calcular:

2.3.6.3.1 Carga total de explosivos

Se procedió a tomar datos in situ de los explosivos utilizados para cargar los barrenos perforados, dividiendo las cargas en: fondo, columna y recarga. La cantidad usada para la voladura en el frente de explotación es:

$$Q_{tot} = Q_f + Q_c + Q_r$$

Ecuación 9

Q_f = Carga de fondo (kg)

Q_c = Carga de columna (kg)

Q_r = Recargas (kg)

2.3.6.3.2 Volumen y tonelaje de la voladura

Esta medición se divide en dos partes ya que tenemos material de interés y el material estéril, se lo calculó multiplicando el área perforada por el avance alcanzado por la voladura.

2.3.6.3.2.1 Volumen y tonelaje de material mineralizado

$$V_f = d_{ch} * h_f * p_m$$

$$T_{nf} = V_f * \delta$$

Donde:

d_{ch} = distancia entre chimeneas

h_f = Altura de la franja de explotación (avance)

p_m = potencia media

V_f = volumen de mineral en franja de explotación

δ = densidad de la roca

2.3.6.3.2.2 Volumen y tonelaje de estéril

$$V_e = h_e * l_b * a$$

Donde:

h_e = altura del estéril

l_b = longitud del bloque

a = ancho de estéril arrancado

V_e = Volumen de estéril

δ = densidad de la roca

2.3.6.3.2.3 Volumen y tonelaje total

Se sumó los resultados obtenidos de volumen y tonelajes de la franja de explotación en los apartados anteriores, donde sus cálculos empíricos se los puede ver en el (apéndice D).

$$V_V = v_f + v_e$$

$$t_v = V_V * \delta$$

Donde:

V_V = Volumen total volado en la franja de explotación

V_f = Volumen de mineral en la franja de explotación

V_e = Volumen de estéril

t_v = Tonelaje total volado en la franja de explotación

δ = Densidad de la roca

2.3.6.3.3 Carga específica

Este valor se lo calculó para determinar la relación que existe entre la cantidad de sustancia explosiva por cada metro cúbico volado.

$$q = \frac{Q_{tot}}{V_V}$$

Ecuación 10

Donde:

q = Carga específica

Q_{tot} = Carga total de explosivos

V_V = Volumen total volado en la franja de explotación

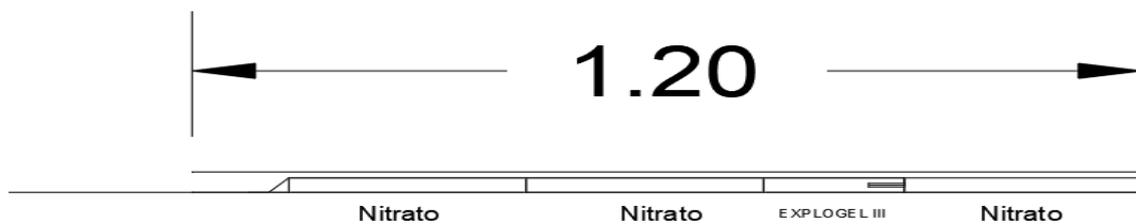


Figura 6: Distribución de la carga de explosivos en barrenos de 1.20 m.

Fuente: autores 2019

2.3.6.3.4 Costos de la carga explosiva por metro de avance

Se calculó los costos de la carga explosiva teniendo en cuenta la cantidad de explosivos que se usa en cada barreno perforado, en toda la extensión que cubre la franja de explotación. (Ver apéndice D).

2.3.6.3.5 Porcentaje de dilución

Es la cantidad de estéril que está mezclado con el material de interés en la voladura, provocando que disminuya la ley del mineral al momento de ser ingresado en los molinos. (Castro, 2011)

$$dilución = \frac{esteril}{mineral + esteril}$$

2.3.7 Galería de preparación

2.3.7.1 Sección

La sección que se trabaja en esta mina comprende de un alto de 1.7 metros y un ancho de 1.4 metros dándonos un resultado de $2.38 m^2$ de área

2.3.7.2 Perforación y voladura

Numero de barrenos: para la ejecución de la malla de perforación actual usada en la mina se realizan 29 huecos, de los cuales tres quedan sin rellenar porque son los centrales y estos son los desfuegos para que el material pueda fragmentarse.

Tabla 7: distribución de los barrenos en la galería de preparación

Fuente: Autores 2019

Galería de preparación	
tipo de barrenos	N. de barrenos
Desfogue	3
Cuele	4
Contra Cuele	4
Destroza	6
Hastiales	4
Techo	4
Zapateras	4

Numero de barrenos perforados: 29

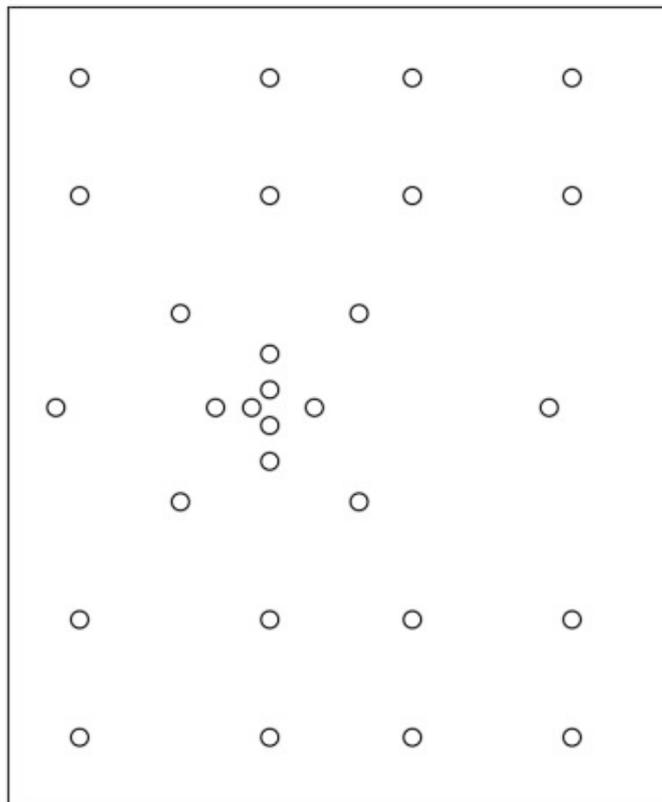


Figura 7: malla de perforación usada en mina

Fuente: autores 2019

2.3.7.2.1 Carga total

Se procedió a tomar datos in situ de los explosivos utilizados para cargar los barrenos perforados, dividiendo las cargas en: fondo, columna y recarga. La cantidad usada para la voladura en la galería de preparación es:

$$Q_{tot} = Q_c + Q_f + Q_r$$

Ecuación 11

Dónde:

Q_c = carga de columna (kg)

Q_f = carga de fondo (kg)

Q_r = recarga (kg)

2.3.7.2.2 Volumen y tonelaje de la voladura

Se lo calculó multiplicando el área perforada por el avance alcanzado por la voladura.

$$v_v = \text{Área} * a_r$$

Donde:

Ecuación 12

a_r = *avance*

$$t_v = v_v * \delta .$$

Donde:

v_v = *volumen de la voladura*

δ = *densidad de la roca*

2.3.7.2.3 Coeficiente de esponjamiento

El esponjamiento se define como el aumento en el volumen de la roca por efecto de la trituración producto de la voladura o arranque, en comparación con el volumen que ocupaba en el macizo rocoso.

El coeficiente de esponjamiento es la magnitud utilizada para valorar este parámetro que es adimensional. La fórmula para el cálculo es la siguiente:

$$K_e = \frac{V_s}{V_m}$$

Dónde:

K_e = coeficiente de esponjamiento

V_s = volumen de roca después de la voladura (m³)

V_m = volumen de la roca en el macizo rocoso (m³)

Ver el cálculo en el apéndice E

2.3.7.2.4 Carga específica (q):

Este valor se lo calculó para determinar la relación que existe entre la cantidad de sustancia explosiva por cada metro cúbico volado. (Ver cálculo en apéndice E)

$$q = \frac{Q_{tot}}{V_V}$$

Ecuación 13

Donde:

q = Carga específica

Q_{tot} = Carga total de explosivos

V_V = Volumen total volado en la franja de explotación

2.3.7.2.5 Distribución de la carga en el barreno

2.3.7.2.5.1 Cuele y Contra cuele:

Se usan 2 cargas de nitrato de dimensiones 1 pulgada de diámetro por 30 cm de longitud, una recarga de dinamita de cartucho completa de EXPLOGEL III 1/8 x 7" y dos cargas de nitrato como carga de columna, no se usa retacado. Para una mejor ilustración observar la figura 8

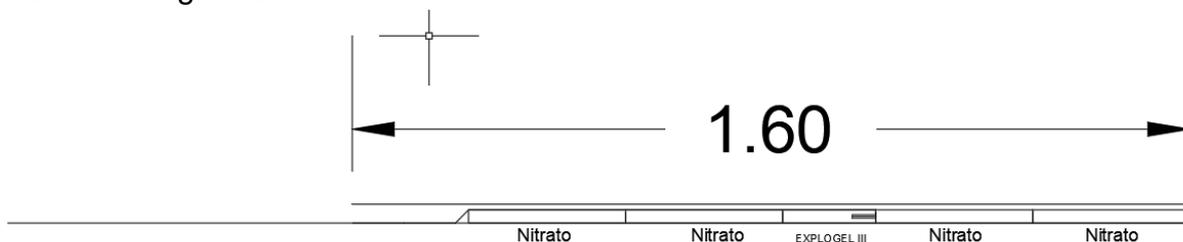


Figura 8: distribución de la carga explosiva en el cuele y contra cuele

Fuente: Autores 2019

2.3.7.2.5.2 Techo, piso y hastiales:

Se usan 2 cargas de nitrato de dimensiones 1 pulgada de diámetro por 30 cm de longitud, una recarga de dinamita de medio cartucho de EXPLOGEL III 1/8 x 3.5" y dos cargas de nitrato como carga de columna, no se usa retacado. Para una mejor ilustración observar la figura 9



Figura 9: distribución de la carga explosiva en el techo, piso y hastiales.

Fuente: Autores 2019

2.3.7.2.6 Costos de la carga de explosivo

Se calculó los costos de la carga explosiva teniendo en cuenta la cantidad de explosivos que se usa en cada barreno perforado, en toda la extensión que cubre la galería de preparación. (Ver apéndice E).

2.3.7.3 Cálculo de la ley diluida

Para el cálculo de la ley diluida se utilizó los datos adjuntos en la tabla 8

Tabla 8: parametros para el calculo de la ley diluida
Fuente: Autores 2019

Ley media en el macizo (l_m)	5 g de Au/ton
Tonelaje de voladura (t_v)	8.67 ton

2.3.7.3.1 Tonelaje de la veta:

$$t_{veta} = h * a_r * p_m * \delta$$

Ecuación 14

Donde:

t_{veta} = tonelaje de la veta

h = altura de la sección (1.7 m)

a_r = avance real (1.35 m)

p_m = potencia media de la veta (0.46 m)

δ = densidad de la roca (2.7)

$$\text{Nueva ley de mineral volado} = \frac{(t_{veta} * l_m)}{t_v}$$

Ecuación 15

Donde:

l_m = ley media en el macizo

t_v = tonelaje de voladura

2.3.8 Rendimiento real de trabajo

Para el cálculo de este parámetro se determinó la cantidad de material producido y las horas diarias de trabajo.

$$R_{rt} = \frac{T_{nf} * K_e}{h}$$

Ecuación 16

Dónde:

K_e : Coeficiente de esponjamiento

h : Horas que se realiza el trabajo

2.3.8.1 Producción diaria

Se la calculó viendo el rendimiento real de trabajo en un día de trabajo

$$P_d = R_{rt} * h$$

Donde:

R_{rt} = rendimiento real de trabajo

h : Horas que se realiza el trabajo

2.3.9 Transporte funicular no convencional (garruchas)

Con respecto al transporte, este presenta deficiencias técnicas, ya que las dimensiones de las galerías son pequeñas dando resultado a la dificultad del ingreso de personas y maquinaria para ejecutar las labores de perforación voladura y acarreo.

Su diseño consiste en un riel colocada en la mitad de la galería donde se moviliza la estructura metálica denominada garruchas que son vagones con dimensiones más pequeñas que los vagones del sistema férreo con una capacidad de 1/3 de tonelada, este ocupa en su mayoría el ancho de la galería, dificultando la locomoción del personal, y entre otras actividades que retrasan los procesos dentro de mina. Ver figura 10 y sus respectivos cálculos en el APÉNDICE G.



Figura 10: sección de la galería para el transporte por garruchas

Fuente: Autores 2019

2.3.9.1 Carga y transporte de material volado

Luego de realizar el volado de la roca en los frentes de explotación o galerías principales, se procede con el transporte del material arrancado, según los siguientes tipos de métodos presentes en la mina:

- Carretilla: después de ser volada la roca, primero se clasifica de manera manual en material estéril y roca mineralizada, luego se transportan en carretillas impulsadas por la mano de obra hacia el buzón más cercano.



Figura 11: transporte tramo carretilla
Fuente: Autores 2019

- Carro minero Z20: el material almacenado en los buzones es cargado en los carros mineros para luego ser transportados hasta los buzones alimentadores del winche o transporte inclinado.



Figura 12 transporte tramo carro minero
Fuente: Autores 2019

- Winche o transporte inclinado: este tipo de transporte es el que nos ayuda a trasladar el materia volado desde los niveles inferiores hasta la línea principal para luego ser cargados al transporte funicular o por garruchas y llevado a exterior mina.



Figura 13 transporte tramo winche
Fuente: Autores 2019

- Transporte funicular o garruchas: luego de que el material es trasladado desde los niveles inferiores hasta la línea principal, es vertido sobre una plancha metálica para luego ser cargados por personas y palas a los valdes anclados el riel, para después ser empujados por mano de obra hacia el exterior mina.



Figura 14 transporte tramo garruchas
Fuente: Autores 2019

2.3.9.2 Ritmo de extracción producción por día

El ritmo de extracción actual efectuado en la mina lo calculamos por turno, donde se realizan 10 viajes con 6 vagones cada uno, la capacidad de los cagones es de 1/3T, dando como resultado:

$$\text{Ritmo de producción actual} = \# \text{ de vagones} * \# \text{ de viajes} * \text{volumen balde}$$

2.3.9.3 Costos de operación actuales

Para el cálculo de los costos económicos en la actividad de transporte se identificaron cuatro tipos de tramos y se realizara el cálculo de manera independiente.

En cada tramo de transporte se consideraron los costos asociados a:

- Personal, considera el equipo de personas necesario para mover los baldes

- Herramientas, considera los EPPs respectivos para cuidar su integridad, y los baldes presentes en el transporte.

2.3.9.3.1 Costo por tramo carretilla

Valor monetario que represente cuando el material luego de ser volado es clasificado en el mismo lugar y llevado por carretilla movidas por personas hasta el buzón más cercano.

2.3.9.3.2 Costo por tramo carro minero Z20

El material almacenado en los buzones es cargado en los carros mineros y transportado al winche de carga ubicado en el pozo.

Para poder cumplir producción de 20T/día y teniendo el carro minero con una capacidad de 3/4T.

2.3.9.3.3 Costo por tramo winche

El carro minero trasiega el material transportando a lo largo del nivel 1 o nivel 2 ubicados a 65m y 130m en distancia inclinada respectivamente del nivel principal de la mina.

2.3.9.3.4 Costo por tramo transporte funicular o garruchas

Es la última etapa de transporte de mineral o roca encajante que facilitará su salida a exterior mina para su respectivo tratamiento

2.3.9.3.5 Costos totales de transporte actual

Estos valores se los calculó sumando cada uno los costos anteriores citados por cada tramo.

2.4 Propuesta de mejora

2.4.1 Recuperación de los pilares

2.4.1.1 Dimensiones de los niveles y bloques

Estos valores no son alterados ya que la veta sigue buzando a 55° y el diseño de explotación sigue siendo el mismo

2.4.1.2 Volumen y tonelaje de los bloques

Ya que las dimensiones de los niveles y bloques no fueron alteradas, el valor del volumen y tonelada de bloques sigue siendo el mismo

2.4.1.3 Dimensiones, volumen y tonelaje de los pilares

Ya que se va a recuperar la mayor cantidad de pilares, colocando fortificación artificial los cuales son perfiles de hierro, con esto se estaría extrayendo la veta en su totalidad.

2.4.2 Franja de explotación

Para la propuesta de la franja de explotación se realizó todos los cálculos respectivos en el APÉNDICE H para su mayor comprensión.

2.4.2.1 *Altura de la franja de explotación (veta)*

Se perforará con barrenos de 1.20 a una inclinación de 60° llegando a una altura de 1.04m

2.4.2.2 *Volumen de veta arrancado.*

$$V_f = h_f * d_h * p_m$$

Ecuación 17

h_f = altura de la franja

d_h = distancia horizontal del bloque

Tonelaje del material de interés

$$T_{nf} = V_f * \delta$$

Donde:

V_f = volumen de la franja

δ = densidad de la roca

2.4.2.3 *Perforación y voladura de la franja de explotación*

Se procede a calcular el ancho óptimo de estéril que justifique el avance de 1 metro que se dispuso a proponer

2.4.2.4 *Cálculo del ancho optimo*

Se procederá a recopilar fórmulas bibliográficas con respecto a los volúmenes y dimensiones de la roca de caja para relleno

Empezaremos de la siguiente ecuación:

$$v_r = v_{re} * k_e \quad (1)$$

Dónde:

v_r : Volumen del espacio a rellenar

v_{re} : Volumen de roca para relleno

k_e : Coeficiente de esponjamiento de la roca

También se conoce que el volumen de espacio a rellenar es igual a:

$$v_r = A_r * l_r * h_{fa} \quad (2)$$

Dónde:

A_r : Ancho del espacio a rellenar

l_r : Longitud del espacio a rellenar

h_{fa} : Alrura de la franja

Volumen de la roca estéril arrancado

$$v_{re} = A_{re} * l_b * h_{fa} \quad (3)$$

Dónde:

A_{re} : ancho de la roca arrancada

l_b : Longitud del bloque

Reemplazando (2) y (3) en (1):

$$A_r * l_r = A_{re} * l_b * k_e \quad (4)$$

Tenemos también que la longitud de espacio a rellenar

$$l_r = l_b - (A_b + d_p + c)$$

Dónde:

A_b : Ancho del buzón (m)

d_p : Diámetro del poste (m)

c : Encostillado (m)

El ancho del espacio a rellenar es igual a la roca estéril arrancada más la potencia media de la veta:

$$A_r = A_{re} + p_m$$

2.4.2.5 Parámetros de perforación y voladura

Debemos tener presente que se dispone de un frente de explotación con dos tipos de rocas, uno de veta que comprende 30m de largo por 0.46m de potencia tomando en cuenta que se tomó un promedio de la potencia de la veta en el apartado 2.3.3, y el de la roca de caja que se utiliza para relleno comprende 30m de largo por 0.987m.

La malla de perforación se la diseñara con la aplicación de la fórmula del manual del Dr. Konya. Y se efectuara la voladura con explogel III ya que no tenemos presencia de agua en la mina, en veta y la roca de caja. (EXPLOCEN, 2019)

Basándonos en el manual de perforación y voladura de Dr. KONYA, el cálculo del burden se realiza con la siguiente formula:

$$B = 0.012 * \left[\left(\frac{2 * \rho_e}{\rho} \right) + 1.5 \right] * D_e$$

Ecuación 18

Dónde:

ρ_e = densidad del explosivo (1.16 g/cm³)

ρ = densidad de la roca (2.7 g/cm³)

D_e = diámetro del explosivo (28.58mm)

2.4.2.5.1 Número de barrenos perforados

El número de barrenos que se tienen que perforar se los calcula con respecto a la relación entre la distancia horizontal del bloque y el burden calculado (ver apéndice G). Usando la siguiente fórmula:

$$Nu_B = \frac{d_h}{B}$$

Donde:

Nu_B = Número de barrenos

d_h = distancia horizontal del bloque

B = Burden

Tabla 9: Número de barrenos calculados
Fuente: Autores 2019

Longitud del barreno	Longitud real de la perforación	Número de barrenos perforados en veta	Número de barrenos perforados en caja
1.20m	1.04	34	39

2.4.2.5.2 Carga total

Se realizaron cálculos para obtener la carga de sustancia explosiva empleados en los barrenos (ver apéndice G)

$$Q_{totpf} = Q_f + Q_c + Q_r$$

Ecuación 19

Q_f = Carga de fondo

Q_c = Carga de columna

Q_r = Recargas

2.4.2.5.3 Carga específica

Este valor se lo calculó para determinar la relación que existe entre la cantidad de sustancia explosiva por cada metro cúbico volado.

$$q_{pf} = \frac{Q_{totpf}}{V_{Vpf}}$$

Ecuación 20

Donde:

q_{pf} = Carga específica

Q_{totpf} = Carga total de explosivos

V_{Vpf} = Volumen total volado en la franja de explotación

2.4.2.5.4 Volumen de la capa arrancada

Volumen del mineral:

Fue calculada anteriormente

$$V_f = h_f * d_h * p_m$$

Ecuación 21

h_f = altura de la franja

d_h = distancia horizontal del bloque

Tonelaje del material de interés

$$T_{nf} = V_f * \delta$$

Donde:

V_f = volumen de la franja

δ = densidad de la roca

2.4.2.6 Costo de la carga explosiva por metro de avance

Se determinó los costos de la carga explosiva teniendo en cuenta la cantidad de explosivos que se usa en cada barreno perforado calculado según el manual de KONYA, en toda la extensión que cubre la franja de explotación. (Ver apéndice G).

2.4.3 Propuesta de galería

Forma de la galería: la forma de la sección será abovedada para poder conseguir una distribución de cargas del macizo rocoso óptima para poder evitar la falla en la sección. Sección de la galería: para determinar las dimensiones de la sección de la galería se toman en cuenta los datos de la siguiente tabla, basándonos en medidas estándares, de maquinaria y de seguridad. (Revisar los cálculos en el APÉNDICE I)

Tabla 10: parámetros de la galería
Fuente: Autores 2019

Parámetros	Dimensiones (m)
Ancho del vagón	0.70
Altura de vagón	1.23
Canaleta de drenaje	0.15
Ancho de seguridad entre hastial y vagón	0.30
Diámetro manga de ventilación	0.11
Diámetro de tubería de agua	0.075
Diámetro tubería para cables eléctricos	0.05
Altura promedio de persona con casco de seguridad	1.74
Ancho promedio de trabajador	0.50
Ancho estimado de galería	1.70
Altura estimada de galería	2.20

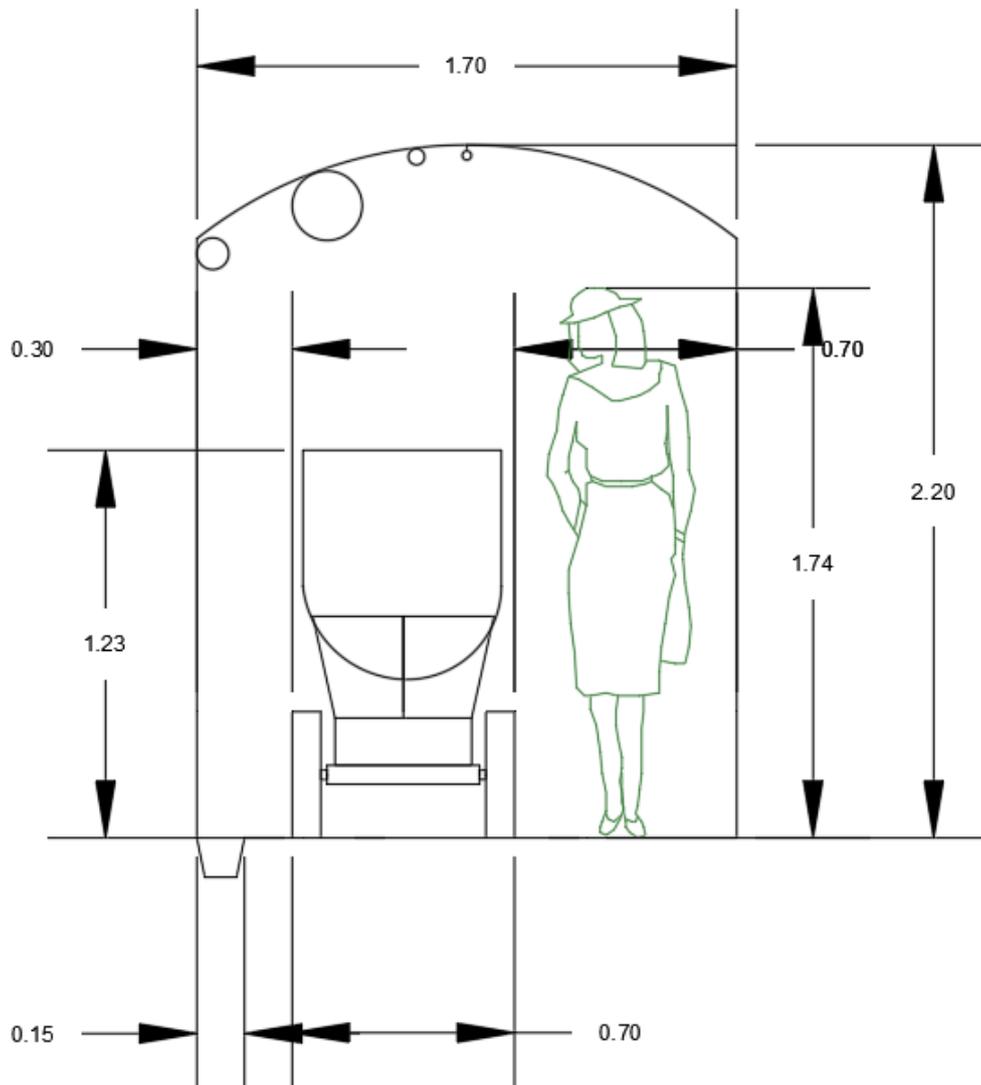


Figura 15: diseño de los parámetros de una galería
Fuente: Autores 2019

2.4.3.1 Eficiencia de perforación

Longitud de la perforación

$$L = (\text{long. Barreno}) * (\text{Eficiencia de perforación})$$

Avance con respecto al diámetro de la broca a utilizarse

La profundidad de los taladros se estimará según la siguiente ecuación:

$$L = 0,15 + 34.1\phi - 39.4\phi^2$$

Dónde:

ϕ = Diámetro de la broca

2.4.3.2 Cálculo de los parámetros de perforación y voladura

Para el desarrollo de una malla de perforación, se toman en cuenta los siguientes parámetros que se calcularon a continuación:

- Desfogue o tiros vacíos
- Cuele
- Contra-cuele
- Techo
- Piso
- Hastiales

2.4.3.3 Cálculo de tiros vacíos

Para el proceso de cuele quemado se requiere calcular el número de tiros vacíos o también llamados desfuegos o barrenos de alivio que va a disponer.

Los tiros vacíos sirven para tener una cara libre y la roca fragmentada se pueda desplazar, según el manual de EXSA procedemos a calcular mediante la siguiente fórmula:

2.4.3.4 Cálculo del diámetro equivalente

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

Ecuación 22

Dónde:

Df = Diámetro equivalente

ϕ = Diámetro de la broca

n = número de taladros a perforar

2.4.3.5 Diseño de malla de perforación

Se diseñó la malla de perforación calculando el burden y espaciamento del cuele y contra-cuele según las fórmulas del manual de EXSA como se muestra en la tabla 11:

Tabla 11: Fórmulas del manual de EXSA
Fuente: Manual de perforación y voladura EXSA

SECCION DEL CORTE	VALOR DE BURDEN	LADO DE LA SECCION
Primera	$B_1 = 1,5 \times D_2$	$B_1 \times \sqrt{2}$
Segunda	$B_2 = B_1 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B_2 \times \sqrt{2}$
Tercera	$B_3 = 1,5 \times B_2 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B_3 \times \sqrt{2}$
Cuarta	$B_4 = 1,5 \times B_3 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B_4 \times \sqrt{2}$

Tabla 12: Resultados del cálculo de la cuña
Fuente: Autores 2019

sección del corte	valor del burden(cm)	lado de sección(cm)
primera	B1= 0.081	E1= 0.11
segunda	B2=0.11	E2=0.23
tercera	B3= 0.23	E3= 0.49
cuarta	B4= 0.49	E4= 1.04

Se calcularon los números de huecos perforados en: piso, techo y hastiales con la siguiente fórmula:

Burden

$$B = 0.012 \left[\left(\frac{2 * \rho_e}{\rho} \right) + 1.5 \right] * D_e$$

Donde:

ρ_e = densidad del explosivo (1.16 g/cm³)

ρ = densidad de la roca (2.7 g/cm³)

D_e = diámetro del explosivo (28.58mm)

Espaciamiento

$$E = 1.1 * B$$

Donde:

B = Burden

Retacado

$$T = 0.2 * B$$

Donde:

B = Burden

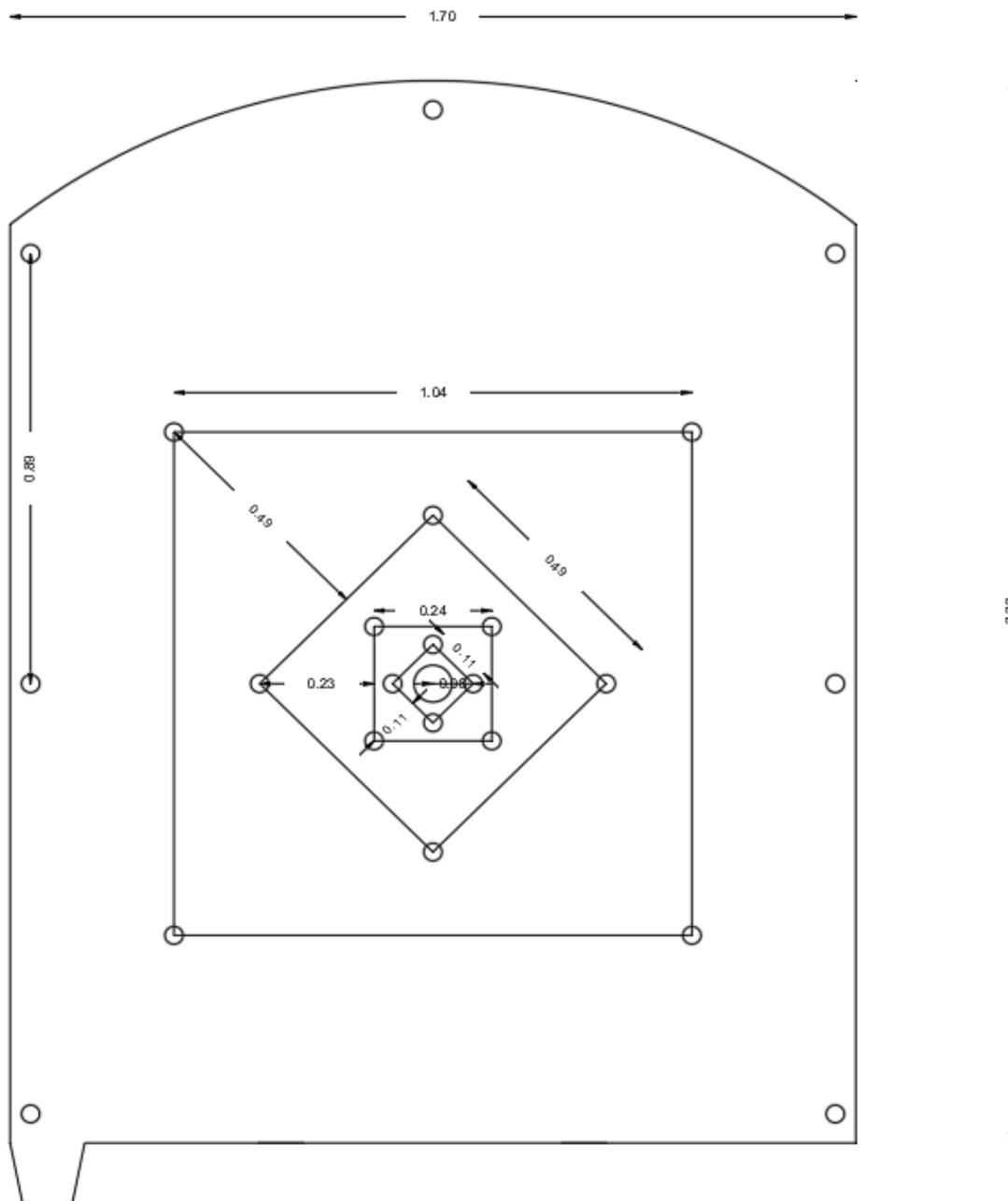


Figura 16: diseño de la malla de perforación para la galería de preparación
Fuente: Autores 2019

2.4.3.6 Sustancia explosiva en barreno.

Para cargar los barrenos utilizaremos como sustancia explosiva “EMULSEN 5000X 1-1/8*7” y como carga de columna el “ANFO” con sus respectivas propiedades, citadas en “APENDICE J”, distribuidas por la empresa ecuatoriana “EXPLOCEN”, ya que son la sustancia encargada de la fragmentación de la roca.

Para determinar la carga utilizada en los barrenos de techo, hastiales y destroza se utilizó como base del cálculo la guía de “RUNE GUSTAFSSON” en su libro nombrado “Técnica Sueca de voladuras”, el cual propone mediante tablas la cantidad de sustancia explosiva

utilizada en la carga de fondo y también la concentración de la carga de columna. Ver tablas en anexos. (Gustafsson, 1977)

Para determinar la carga utilizada en los barrenos de piso, se dividen en dos secciones con sus respectivas fórmulas:

2.4.3.6.1 Carga de fondo

$$Q_{fp} = \left(\left(\frac{1}{3} \right) * L_{rp} * \left(\frac{\phi^2}{1000} \right) \right)$$

Donde:

L_{rp} = Longitud real de perforación

ϕ = Diámetro de barreno

2.4.3.6.2 Carga de columna

$$Q_{cp} = L_{rp} - (Q_{fp} + T)$$

Donde:

L_{rp} = Longitud real de perforación

Q_{fp} = Carga de fondo propuesta

T = retacado

2.4.3.6.3 Número de cartuchos de explosivos

$$NQ_{fp} = \frac{Q_{bp}}{m_E}$$

Donde:

Q_{bp} = Carga propuesta

m_E = masa del explosivo

2.4.3.6.4 Longitud de carga

$$L_{fp} = \left(\frac{L_E}{100} \right) * NQ_{bp}$$

Donde:

L_E = longitud del explosivo

NQ_{bp} = Número de cartuchos de explosivos

2.4.1 Rendimiento real de trabajo

$$R_{rt} = \frac{T_{nf} * K_e}{h}$$

Ecuación 23

Dónde:

K_e : coeficiente de esponjamiento

h : horas trabajadas

$$R_{rt} = \frac{38.75 * 1.55}{16}$$

$$R_{rt} = 3.75 \text{ ton/h}$$

2.4.1.1 Producción diaria

$$P_d = R_{rt} * h$$

Ecuación 24

$$P_d: 3.75 * 16$$

$$P_d: 60 \text{ ton/día}$$

2.4.2 Transporte convencional tipo ferroviario

Los cálculos desarrollados en este apartado se los puede observar en el APÉNDICE J

2.4.2.1 Costos de inversión

Los costos de inversión se los calculó con respecto a las maquinas necesaria para este proyecto y todos los gastos realizados por los inversionistas de la mina en el periodo de tiempo que dura esta obra. Estos datos fueron proporcionados por la empresa minera Minporsa S.A.

2.4.2.2 Cálculo del factor de recuperacion de la inversión

$$M = S_o * \left[\frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n - 1} \right]$$

Donde:

S_o = inversión total

i = interés del capital (10.21%)

n = plazo de recuperación del capital

2.4.2.1 Ritmo de extracción producción por día

El ritmo de extracción actual efectuado en la mina lo calculamos por día, donde se realizan 22 viajes con 7 vagones cada uno, la capacidad de los cagones es de 1 T, dando como resultado:

$$\text{Ritmo de produccion actual} = \# \text{ de vagones} * \# \text{ de viajes} * \text{volumen balde}$$

2.4.2.2 Implementación del sistema de transporte ferroviario

Se desea implementar un sistema de transporte en la línea principal (el tramo de garruchas actualmente) de la mina que ayude a mecanizar esta actividad, se quiere utilizar el método de transporte férreo y calcular la diferencia de costos entre el método actual y el método propuesto.

Se recomienda realizar la construcción de tolvas de almacenamiento de mineral en la línea principal con el fin almacenar y realizar el llenado de los vagones de manera fácil, segura y rápida comparándolo con el método actual, en el cual el material extraído se

deposita sobre la línea principal para luego ser cargado por personas y llenar los vagones del transporte funicular.

Se propuso mantener los mismos tipos de transporte y solo cambiar el método en la línea principal, de transporte funicular o de garruchas a transporte férreo.

2.4.2.3 Costos de operación propuestas

Para el cálculo de los costos económicos en la actividad de transporte se identificaron cuatro tipos de tramos y se realizara el cálculo de manera independiente:

2.4.2.3.1 Costo por tramo carretilla

Es el valor monetario que representa cuando el material luego de ser volado es clasificado en el mismo lugar y llevado por carretilla movidas por personas hasta el buzón más cercano.

2.4.2.3.2 Costo por tramo carro minero Z20

El material almacenado en los buzones es cargado en los carros mineros y transportado al winche de carga ubicado en el pozo.

Para poder cumplir producción de 154 T/día y teniendo el carro minero con una capacidad de 3/4 T

2.4.2.3.3 Costo por tramo winche

El carro minero trasiega el material transportando a lo largo del nivel 1 o nivel 2 ubicados a 65m y 130m en distancia inclinada respectivamente del nivel principal de la mina.

2.4.2.3.4 Costo por tramo transporte férreo

Se propuso la implementación del transporte férreo analizando sus variantes de costos como lo es su maquinaria, equipos necesarios para la puesta en marcha y el personal tecnificado para el manejo de este.

2.4.2.3.5 Costos totales de transporte propuesto

Es la sumatorio de todos los costos para obtener un valor total de la inversión del transporte propuesto en la mina.

CAPÍTULO 3

3. RESULTADOS Y ANÁLISIS

3.1 Propiedades físico-mecánico de la roca

3.1.1 Densidad

Se determinó mediante el ensayo de densidad aparente sin parafina los valores de densidad real de la roca de caja y mineral de interés existentes en la mina. Ver tabla --

Tabla 13: Resultados del ensayo de densidad de la roca
Fuente: Autores 2019

Densidad (g/cm^3)	
Roca de caja	2.8670
Veta	2.6448

3.1.2 Porosidad

En las tablas adjuntas se mostraron los resultados de los ensayos realizados en el laboratorio de mecánica de suelos de la facultad de ingeniería en ciencias de la Tierra, ya que los cálculos que proponen los manuales de perforación y voladura obligatoriamente necesitamos conocer las propiedades físicas de la roca para lograr obtener valores reales conforme al área de estudio para así poder proponer nuevos explosivos que logren fragmentar más la roca para obtener un acarreo no complicado como lo tiene en la actualidad la empresa minera y mitigar la sobre perforación.

Tabla 14: Resultado del ensayo de porosidad de la roca
Fuente: Autores 2019

Porosidad (%)	
Roca de caja	1.691
Veta	1.389

3.1.3 Compresión simple

En la tabla 15 se mostró los resultados obtenidos en un ensayo de resistencia a la compresión simple realizado en el laboratorio de geotecnia de la facultad de ingeniería en ciencias de la Tierra, los cuales nos muestras mediante graficas adjuntas en el apéndice A que la roca posee una resistencia muy buena por lo que es probable el sostenimiento natural de la misma.

Tabla 15: Resultados del ensayo de compresión simple de la roca
Fuente: Autores 2019

Compresión simple en roca de caja			
	Max. fuerza	Max. tensión	Max. desplazamiento
Muestra 1	360.173	148.746	0.52688

Muestra 2	194.380	80.1892	1.14275
-----------	---------	---------	---------

3.2 Colección de datos

3.2.1 Dimensiones del bloque

Los datos esta basados en la información tomada en campo ver tabla 16

Tabla 16: Parámetros del bloque de explotación

Fuente: Autores 2019

	Abreviaturas	Valor	unidades
Distancia inclinada entre niveles	d_i	65	m
Buzamiento de la veta	β	55	$^\circ$
Distancia entre chimenea	d_{ch}	30	m
Potencia media de la veta	p_{mv}	0.46	m
Volumen de los bloques	V_b	897	m^3
Tonelaje de los bloques	T_b	2421.9	t

3.2.2 Cálculo de pilares

Se tomó las dimensiones de los pilares dejados en los bloques de explotación para mediante cálculos planteados en la metodología 2.4.1 proceder a calcular la cantidad de mineral dejado en pilares y su respectivo valor monetario.

Tabla 17: Resultados de los parámetros de los pilares

Fuente: Autores 2019

	Abreviaturas	Valor	unidades
Altura de pilar techo y piso	d_{p1}	3	m
Altura de pilar de entre bloque	d_{p2}	2	m
Ancho de pilar de entre bloque	d_{h2}	2	m
Volumen total de los pilares	V_{ntot}	108.56	m^3
Tonelaje total de los pilares	T_{ntot}	293.11	t
% del mineral		12.1	%
Ley media en los molinos	l_m	2	$g \text{ de Au}/t$
Valor actual del oro (30/10/19)		48	\$
Valor económico de los pilares		28138.56	\$

3.2.3 Franja de explotación

Tabla 18: Resultados de los parámetros del frente de explotación

Fuente: Autores 2019

	Abreviaturas	Valor	unidades
Avance	h_f	0.57	m
Volumen	V_f	7.87	m^3

Tonelaje	T_{nf}	21.25	t
Número de barrenos		150	
Carga de explosivos	Q_{totf}	126.9	kg
Volumen de la voladura	V_V	26.61	m^3
Tonelaje de la voladura	t_V	71.85	t
Carga específica	q	4.77	kg/m^3
Costos de carga explosiva por metro de avance		433.77	$\$/m$
Porcentaje de dilución		71	$\%$

3.2.4 Galería de preparación

Tabla 19: Resultados de los parámetros de la galería de preparación
Fuente: Autores 2019

	Abreviaturas	Valor	unidades
Área		2.38	m^2
Número de barrenos		29	
Carga de explosivos	Q_{totg}	28.88	kg
Volumen de la voladura	V_{Vg}	3.21	m^3
Tonelaje de la voladura	t_{vg}	8.67	t
Carga específica	q_g	8.99	kg/m^3
Costo de carga explosivo por metro de avance		40.69	$\$/m$

3.2.5 Rendimiento del trabajo

Tabla 20: Resultados del rendimiento de trabajo
Fuente: Autores 2019

	Abreviaturas	Valor	unidades
Ciclos de trabajo		2	
Duración del ciclo de trabajo		8	
Rendimiento real del trabajo	R_{rt}	2.06	t/h
Producción diaria	P_d	32.96	$t/día$

3.2.6 Transporte no convencional (garruchas)

Tabla 21: Resultado de los parámetros de transporte por garruchas
Fuente: Autores 2019

	Valor	unidades
Ritmo de producción	20	$T/día$
Volumen de balde de garrucha	0.25	T
Número de viajes de garruchas	10	
Número de baldes por viajes de garruchas	6	
Costo por tramo carretilla	4.96	$\$/T$
Costo por tramo Carro minero Z20	3.27	$\$/T$

Número de viajes carro minero	27	
Costo por tramo winche	5.75	\$/T
Costo por tramo Garrucha	8.33	\$/T
Costo total de transporte	22.31	\$/T

3.3 Propuesta de mejora

3.3.1 Franja de explotación

En tabla 18 se procedió a cumplir la metodología de la fase 2 la cual indicaba una propuesta de mejora utilizando los conocimientos adquiridos a lo largo de la carrera universitaria.

Tabla 22: Resultados de los parámetros de la propuesta de mejora del frente de explotación

Fuente: Autores 2019

	Abreviaturas	Valor	unidades
Volumen propuesto en la franja de explotación	V_{pf}	14.35	m^3
Tonelaje propuesto en la franja de explotación	T_{nf}	38.75	T
Longitud del espacio a rellenar	l_r	28.85	m
Burden en roca de caja	B_c	0.77	m
Burden en veta	B_v	0.89	m
Número de huecos en roca de caja	Nu_{Bc}	39	
Número de huecos en veta	Nu_{Bv}	34	
Carga total de explosivo propuesta en frente	Q_{totpf}	61.76	kg
Volumen total arrancado propuesta en frente	V_{tpf}	45.16	m^3
Tonelaje total arrancado propuesta en frente	t_{vppf}	121.89	t
Carga específica propuesta en frente	q_{pf}	1.37	g/m^3
Costo de carga por metro de avance en frente		115.70	\$/m
Dilución propuesta en frente de explotación		68	%

3.3.2 Galería de preparación

Tabla 23: Resultados de los parámetros de la propuesta de mejora de la galería de preparación

Fuente: Autores 2019

	Abreviaturas	Valor	unidades
Área		3.23	m^2
Número de barrenos		22	
Carga de explosivos	Q_{totg}	11.77	kg
Volumen de la voladura	V_{Vg}	4.93	m^3
Tonelaje de la voladura	t_{vg}	13.3	T
Carga específica	q_g	2.39	kg/m^3
Costo de carga explosivo por metro de avance		41.33	\$/m

3.3.3 Transporte convencional (ferroviario)

Tabla 24: resultados de los parámetros de la propuesta de mejora del transporte ferroviario

Fuente: Autores 2019

	Valor	unidades
Ritmo de producción	154	$T/día$
Costo de inversión	236878.24	\$
Factor de recuperación de la inversión anual	54388.99	\$/año
Factor de recuperación de la inversión diario	1.34	\$/día
Volumen de vagón de ferrocarril	1	T
Número de viajes de ferrocarril	22	Viajes/día
Número de baldes por viajes de garruchas	7	
Costo por tramo carretilla	4.75	\$/ T
Costo por tramo Carro minero Z20	3.09	\$/ T
Número de viajes carro minero	27	
Número de carros mineros	7	
Costo por tramo winche	1.08	\$/ T
Costo por tramo ferrocarril	0.94	\$/ T
Costo de operación de transporte	9.87	\$/ T
Costo total de extracción propuesto	11.21	\$/ T

3.4 Comparación entre lo actual y lo propuesto

3.4.1 Frente de explotación

En la tabla 25, se realizó la fase 3 de la metodología planteada la cual nos refleja valores favorables para aplicar la propuesta planteada, aumentado el avance a más de la mitad a su vez genero un aumento en el volumen y tonelaje de extracción en el frente de explotación, re redujo el número de perforaciones realizadas lo cual hizo que se disminuyan el uso de sustancia explosiva dando como resultado una disminución de costos a más de la mitad que se tenía en la mina.

Tabla 25: tabla comparativa del frente de explotación

Fuente: Autores 2019

	Abrevia.	Actual	propuesto	unidades
Avance	h_f	0.57	1.04	m
Volumen	V_f	7.87	14.35	m^3
Tonelaje	T_{nf}	21.25	38.75	t
Número de barrenos		150	73	m
Carga de explosivos	Q_{totf}	126.9	61.76	kg
Volumen de la voladura	V_V	26.61	45.16	m^3

Tonelaje de la voladura	t_v	71.85	121.89	t
Carga específica	q	4.77	1.37	g/m^3
Costos de carga explosiva por metro de avance		433.77	115.70	$\$/m$
Porcentaje de dilución		71	68	%

3.4.2 Galería de preparación

En la tabla 26 se realizó un cuadro comparativo entre los parámetros de perforación y voladura de las labores mineras estudiadas en el proyecto las cuales son de vital importancia para la producción de la mina, se observó que el desarrollo planteado resulta muy optimo ya que se redujeron número de perforaciones en ambas laboras al igual que el empleo de sustancias explosivas provocando una disminución de costos y aumento en las ganancias de la empresa ya que aumento su tonelaje de extracción de mineral por ende aumento su producción a casi el doble . Tomando en cuenta que en el frente de explotación se dejó los mismos explosivos utilizados y en la galería de preparación se sugirieron otros ya que esa labor presenta mucha presencia de agua.

Tabla 26: Tabla comparativa de la galería de preparación
Fuente: Autores 2019

	Abrevia.	Actual	propuesto	unidades
Área		2.38	3.23	m^2
Número de barrenos		29	22	
Carga de explosivos	Q_{totg}	28.88	11.77	kg
Volumen de la voladura	V_{vg}	3.21	4.93	m^3
Tonelaje de la voladura	t_{vg}	8.67	13.3	t
Carga específica	q_g	8.99	2.39	kg/m^3
Costo de carga explosivo por metro de avance		40.69	41.33	$\$/m$

3.4.3 Rendimiento

Gracias al aumento en los volúmenes de extracción de las dos labores optimizadas, esto provocó un aumento en la producción diaria a más del 50% que la anterior

Tabla 27: Tabla comparativa del rendimiento y producción diaria
Fuente: Autores 2019

	Abrevia.	Actual	propuesto	unidades
Rendimiento real del trabajo	R_{rt}	2.06	3.75	t/h
Producción diaria	P_d	32.96	60	$t/día$

3.4.4 Transporte

Como se puede observar en la tabla 28, el implemento de un sistema de transporte convencional beneficiaria a la empresa directamente, ya que si bien es cierto la inversión inicial es muy elevada, pero trae consigo mayor producción y mayores ganancias que el sistema de transporte no convencional utilizado

Tabla 28: Tabla comparativa del transporte
Fuente: Autores 2019

	Actual	propuesto	unidades
Ritmo de producción	20	154	T/día
Costo de inversión	-	236878.24	\$
Factor de recuperación de la inversión anual	-	54388.99	\$/año
Factor de recuperación de la inversión diario	-	1.34	\$/día
Volumen de vagón	1/3	1	T
Número de viajes	10	22	Viajes/día
Número de baldes por viajes	6	7	
Costo por tramo carretilla	4.96	4.75	\$/T
Costo por tramo Carro minero Z20	3.27	3.09	\$/T
Número de viajes carro minero	27	29	
Número de carros mineros	1	7	
Costo por tramo winche	5.75	1.08	\$/T
Costo por tramo línea principal	8.33	0.94	\$/T
Costo de operación de transporte	22.31	9.87	\$/T
Costo total de extracción propuesto	22.31	11.21	\$/T

Tabla 29: Diferencia de costos entre sistemas de transportes
Fuente: Autores 2019

Mes	Mineral extraído T/MES	Sistema fonicular \$/T	Costo sistema fonicular \$/MES	Sistema ferreo \$/T	Costo sistema ferreo \$/MES	Diferencia de costos entre sistemas
enero	336.82	22.31	7514.4542	11.209	3775.41538	3739.03882
febrero	500	22.31	11155	11.209	5604.5	5550.5
marzo	500	22.31	11155	11.209	5604.5	5550.5
abril	893.53	22.31	19934.6543	11.209	10015.57777	9919.07653
mayo	735.13	22.31	16400.7503	11.209	8240.07217	8160.67813
junio	676.75	22.31	15098.2925	11.209	7585.69075	7512.60175
julio	757	22.31	16888.67	11.209	8485.213	8403.457
agosto	613.42	22.31	13685.4002	11.209	6875.82478	6809.57542
septiembre	585.1	22.31	13053.581	11.209	6558.3859	6495.1951
octubre	0	22.31	0	11.209	0	0
noviembre	0	22.31	0	11.209	0	0
diciembre	1600	22.31	35696	11.209	17934.4	17761.6
Totales	7197.75		160581.8025		80679.57975	79902.22275

CAPÍTULO 4

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1 Conclusiones

- Se optimizó mediante cálculos teóricos el sistema minero de explotación, corte y relleno ascendente, para la mina EL PORVENIR, el cual presentó deficiencias técnico-operativas en las labores mineras donde se extrajo el mineral de interés y se lo transportó a exterior mina, estas, consideras de mucha importancia en el interior de la mina.
- Se desarrolló una metodología para lograr la mejora en los parámetros de perforación y voladura con la finalidad de llegar a una tabla comparativa de resultados actuales de la mina con los propuestos en este trabajo de investigación dando resultados favorables en el tema económico de la empresa como la reducción de costo por metros de avance en ambas labores.
- Se mitigó la sobre perforación y sobre voladura que gracias al diseño no correcto de las mallas de perforación y voladura era uno de los más grandes problemas de la empresa, ya que aumentaba los costos por concepto de operación
- Se propuso recuperar la mayor cantidad de mineral, realizando cálculos de las reservas dejadas en los pilares.
- Se aumentó el avance de perforación a más de un 50% disminuyendo el número de perforaciones, de 29 a 22, y la cantidad de sustancia explosiva reduciendo un 50%, la mitad de lo que se tenía antes, de 126.9kg a 61.76kg, aumentando la vida útil de las brocas y disminuyendo la demanda de explosivos.
- No se sugirió un nuevo tipo de explosivo debido a que en el frente de explotación el contenido de humedad es bajo y las perforaciones se realizaron con una inclinación casi vertical, esto implicó que la gravedad no permita que se almacenara agua.
- Se propuso nuevo material explosivo para la galería de preparación que junto con los parámetros de perforación y voladura diseñados no afecta en gran magnitud económica la inversión, este cambio de sustancia explosiva se da porque existe un gran contenido de humedad en la labor minera en comparación al frente de explotación, esto dificulta el desarrollo de las propiedades explosivas del material detonante que se utiliza en la empresa.
- Se propuso sustituir el método actual de transporte no convencional de garruchas en el tramo de la línea principal, cambiando por el método de transporte ferroviario. Se realizó una inversión recuperable en 6 años que se calculó gracias a las reservas totales de 75205 T que posee la empresa, datos que se obtuvo del informe de producción anual 2018 de la empresa MINPORSA S.A.
- Se demostró mediante tablas comparativas la diferencia económica de \$79902.22 que se hubiese ahorrado la empresa en gastos de transporte de material a exterior mina durante el año 2018, ya que el sistema funicular por garrucha tuvo muchas

limitaciones comparado con el transporte férreo generando así exceso en gastos de un 50%.

4.2 Recomendaciones

- Solicitar con anticipación un permiso en la empresa para realizar ensayos de leyes al mineral de interés con el objetivo de la determinación económica de las reservas dejadas en los pilares y que este valor sea más exacto.
- Determinar un diseño de explotación basándonos en dimensiones de bloques y reservas para poder obtener una mejor planificación al momento de realizar la explotación de los frentes.
- Ejecutar un cambio de transporte en la línea principal de la mina, implementando el transporte ferroviario en vez de transporte funicular por garruchas que es el actual de la mina, construyendo tolvas para el almacenamiento de material extraído de los niveles inferiores y trasiego a los vagones mineros del ferrocarril.
- Realizar una planificación con respecto al nuevo método de explotación que se requiere implementar, calculando el número de personal requerido para estas actividades calculando sus respectivos costos para una comparación con lo actual que mantiene la empresa, con la finalidad de determinar la viabilidad del proyecto con parámetros económicos, técnicos y de producción.
- Implementar en campo lo propuesto en las labores mineras como es la malla de perforación diseñada y el uso de dos nuevos explosivos para la apertura de galerías.

BIBLIOGRAFÍA

- ARCOM. (2019). *Agencia de Regulación y Control Minero*. Obtenido de <http://www.controlminero.gob.ec/>
- Castro, R. (Agosto de 2011). *Facultad de ciencias físicas y matemáticas universidad de Chile*. Obtenido de <http://www.fundaciontecnologica.cl/sonami/wp-content/uploads/2012/10/rol-dilucion-min-subt.pdf>
- Cornejo, R. A. (10 de sep de 2015). *Gestiopolis*. Obtenido de <https://www.gestiopolis.com/corte-y-relleno-camaras-y-pilares-metodos-de-mineria-subterranea/>
- EXPLOCEN. (2019). *Explocen*. Obtenido de <https://www.explocen.com.ec/producto/explogel-iii-1-1-8-x-4/>
- Gustafsson, R. (1977). *Técnica sueca de voladuras*. Obtenido de <https://es.scribd.com/document/206586632/Tecnica-Sueca-de-Voladuras-RUNE-GUSTAFSSON>

Instron. (2018). *Instron*. Obtenido de <https://www.instron.com.ar/our-company/library/glossary/c/compressive-strength>

KONYA. (1983). *MANUAL DE VOLADURA KONYA*. Obtenido de <http://tesis.uson.mx/digital/tesis/docs/10912/Capitulo3.pdf> PAG 56

Norén, A. (2015). *Siscopi*. Obtenido de <https://www.siscopi.com/blog/peso-volumetrico/>

Oyola, A. G. (2013). *Cálculo de reservas mina paraíso*. Guayaquil.

piqueras, V. Y. (2014). *Universidad Politécnica de Valencia* . Obtenido de <https://victoryepes.blogs.upv.es/2019/03/01/coeficiente-de-esponjamiento-en-movimiento-de-tierras/>

Porto. (2019).

Porto, J. P. (2019). *definicion.de*. Obtenido de <https://definicion.de/porosidad/>

PrecioOro.com. (30 de Octubre de 2019). *PrecioOro.com*. Obtenido de <https://www.preciooro.com/cotizacion-oro.html>

Ruilova, J. (2015). *Coop. Minera Bella Rica*. Obtenido de <http://bellarica.org/index.php/desarrollo-tecnico/96-la-cooperativa-bella-rica-y-su-ambito-tecnico-minero>

Sanchez, J. (29 de Oct de 2014). *SlideShare*. Obtenido de <https://es.slideshare.net/jemypaloma9/corte-y-relleno-ascendente>

SENPLADES. (2012). *Secretaria Nacional de Planificación y Desarrollo* . Obtenido de https://www.planificacion.gob.ec/wp-content/uploads/downloads/2013/01/matriz_productiva_WEBtodo.pdf

uned. (2009). *uned*. Obtenido de https://www2.uned.es/cristamine/mineral/prop_fis/peso.htm

Verdezoto, M. A. (2016). *Sistema de Explotación Subterránea*. Manta: Casa Editora Del Polo.

Walsh. (2015). *STUDYLIB*. Obtenido de <https://studylib.es/doc/491935/3.1.2.2-propiedades-fisico>

APÉNDICES

APÉNDICE A

Propiedades Físico-mecánicas de las rocas

Roca de Caja

Densidad

Tabla 30: masa de las muestras en seco

Fuente: Autores 2019

masa de muestra seca(gramos)					
muestras	peso 1	peso 2	peso 3	peso 4	Variación p3 a p4 (%)

p1	1133.38	1131.43	1129.79	1129.5	0.025668487
p2	2515.6	2513.04	2512.13	2512.18	-0.001990343
p3	1228.75	1227.68	1227.4	1227.14	0.021182988
p4	1768.45	1765.12	1762.66	1762.3	0.020423678

Tabla 31: masa de las muestras saturadas
Fuente: Autores 2019

masa de muestra saturada(gramos)			
muestras	peso 1	peso 2	variación p3 a p4
p1	1139.25	1141.13	0.165020847
p2	2519.12	2520.05	0.036917654
p3	1229.85	1230.19	0.027645648
p4	1773.79	1775.79	0.112752919

Tabla 32: masa de las muestras saturadas sumergidas en agua
Fuente: Autores 2019

masa de muestra saturada sumergida en agua	
muestras	peso 1
p1	749.95
p2	1643.61
p3	806.42
p4	1155.1

Tabla 33: resultados de densidad de roca de caja
Fuente: Autores 2019

Muestra	Densidad (g/cm^3)
P1	2.8822
P2	2.8822
P3	2.8906
P4	2.8341
Promedio	2.8670

Porosidad

Tabla 34: resultados de porosidad en roca de caja
Fuente: Autores 2019

Muestra	Porosidad (%)
P1	2.973
P2	0.898
P3	0.720
P4	2.1734
Promedio	1.691

Ensayo de compresión simple

Muestra 1

Tabla 35: Información técnica del ingreso de la muestra 1 en el ensayo de compresión simple

Fuente: laboratorio de geotecnia y construcciones

Palabra llave		Nombre de producto	
Nombre de archivo de ensayo	aGUIRRE2.xtux	Nombre de metodo de ensayo	compesion roca.xmux
Fecha de informe	12/13/2019	Fecha de ensayo	12/12/2019
Modo de Ensayo	Sencillo	Tipo de ensayo	Compresion
Velocidad	0.75N/mm2/sec	Forma	Cilindrica
Nºde partidas:	1	Nºde muestras:	1

Tabla 36: Resultados digitales del ensayo de compresion simple para la muestra 1

Fuente: laboratorio de geotecnia y construcciones

Nombre Parametros Unidad	Max_Fuerza Calc. at Entire Areas kN	Max_Tension Calc. at Entire Areas N/mm2	Max. _Desplazamiento Calc. at Entire Areas mm
M1	360.173	148.746	0.52688
Media	360.173	148.746	0.52688
Desviacion Estandar	--	--	--
Rango	0.00000	0.00000	0.00000

Grafica de deformación de la muestra 1

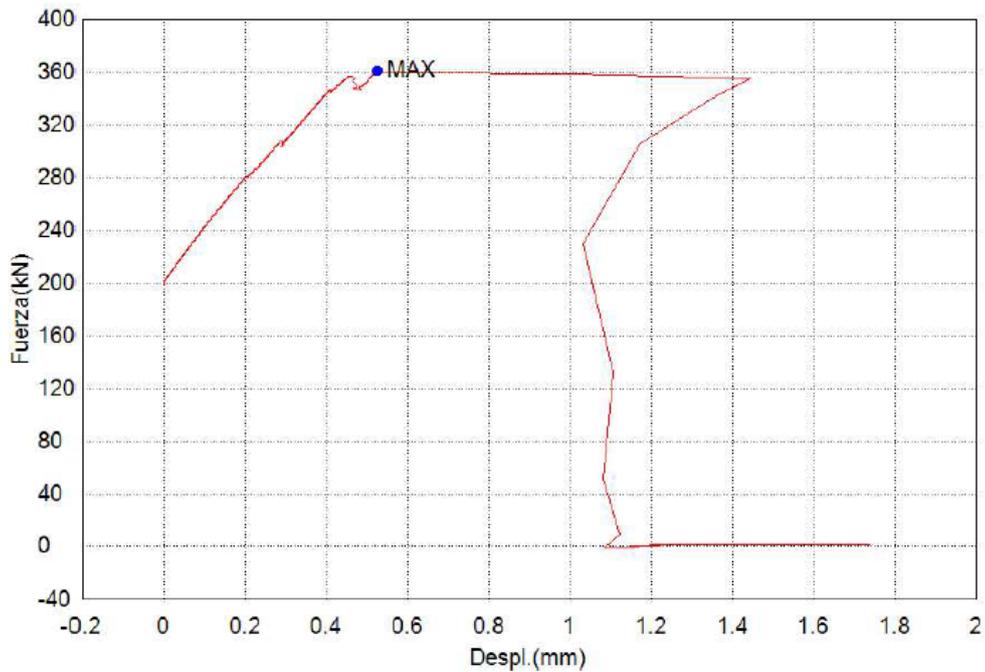


Figura 17: resultados del ensayo de compresión simple muestra 1
Fuente: laboratorio de geotecnia y construcciones

Muestra 2

Tabla 37: Información técnica del ingreso de la muestra 2 en el ensayo de compresión simple

Fuente: laboratorio de geotecnia y construcciones

Palabra llave		Nombre de producto	
Nombre de archivo de ensayo	aGUIRRE3.xtux	Nombre de metodo de ensayo	compesion roca.xmux
Fecha de informe	12/13/2019	Fecha de ensayo	12/13/2019
Modo de Ensayo	Sencillo	Tipo de ensayo	Compresion
Velocidad	0.75N/mm2/sec	Forma	Cilindrica
N°de partidas:	1	N°de muestras:	1

Tabla 38: Tabla 39: Resultados digitales del ensayo de compresion simple para la muestra 2

Fuente: laboratorio de geotecnia y construcciones

Nombre Parametros Unidad	Max_Fuerza Calc. at Entire Areas kN	Max_Tension Calc. at Entire Areas N/mm2	Max. _Desplazamiento Calc. at Entire Areas mm
M1	194.380	80.1892	1.14275
Media	194.380	80.1892	1.14275
Desviacion Estandar	--	--	--
Rango	0.00000	0.00000	0.00000

Grafica de deformación de la muestra 2

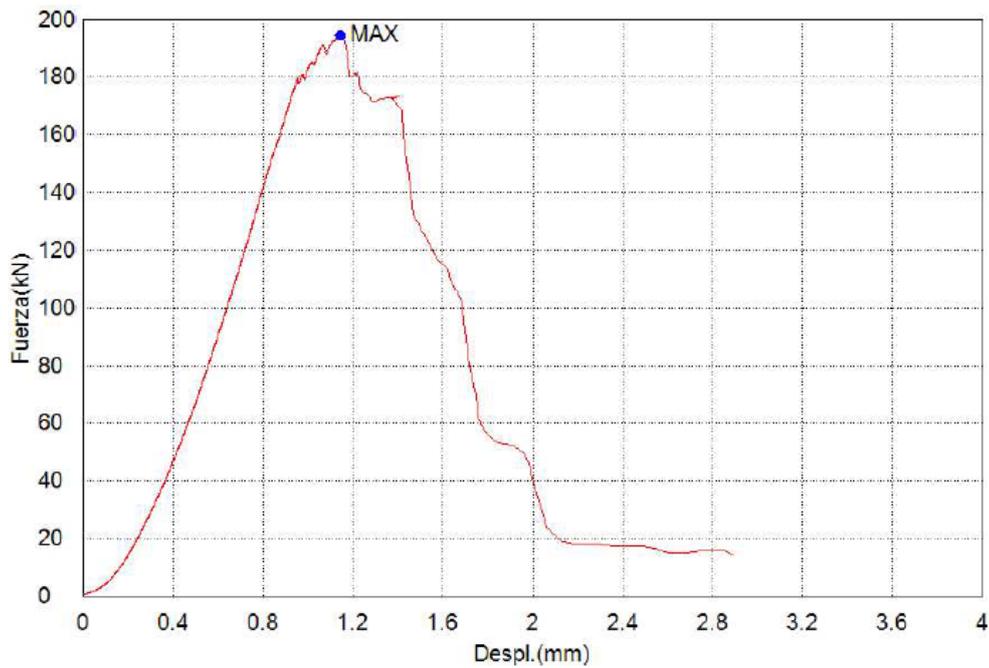


Figura 18: resultados del ensayo de compresión simple muestra 2
Fuente: laboratorio de geotecnia y construcciones

Veta

Densidad

Tabla 40: masa de la veta en seco

Fuente: Autores 2019

masa de muestra seca					
muestras	peso 1 (g)	peso 2 (g)	peso 3 (g)	peso 4 (g)	variación p3 a p4
veta		1161.39	1161.32	1161.36	-0.003444356

Tabla 41: masa de la veta saturadas

Fuente: Autores 2019

masa de muestra saturada				
muestras	peso 1	peso 2	variación p1 a p2	
veta	1167.43	1167.45	0.001713165	

Tabla 42: masa de la veta saturadas sumergidas en agua

Fuente: Autores 2019

masa de muestra saturada sumergida en agua	
muestras	peso 1 (g)
veta	729.13

Tabla 43: resultados de densidad de veta

Fuente: Autores 2019

Muestra	Densidad (g/cm^3)
veta	2.6448

Porosidad

Tabla 44: resultados de porosidad en veta
Fuente: Autores 2019

Muestra	Porosidad (%)
veta	1.389

APÉNDICE B

Colección de datos

Potencia media de la veta

Tabla 45: medidas de la potencia en veta
Fuente: Autores 2019

Medidas de la potencia de la veta	sección 1 (m)	sección 2 (m)
1	0.3	0.3
2	0.5	0.42
3	0.7	0.35
4	0.55	0.44
5	0.38	0.5
6	0.55	0.58
potencia media por sección	0.50	0.43
potencia media de la veta	0.46	

Volumen de los bloques

Tabla 46: Datos para el cálculo del volumen de los bloques
Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
d_{ch} = Distancia entre chimeneas	30	m
d_i = Distancia inclinada del bloque entre niveles	65	m
p_{mv} = Potencia media de la veta	0.46	m
V_b = Volumen de bloques	897	m^3

$$V_b = 65 * 30 * 0.46$$

$$V_b = 897m^3$$

Tonelaje de los bloques

Tabla 47: Datos para el cálculo del tonelaje de los bloques
Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
$V_b =$ Volumen de bloques	897	m^3
$\delta =$ densidad de la roca	2.7	t/m^3
$T_b =$ Tonelaje del bloque	2421.90	t

$$T_n = 897 * 2.7$$

$$T_n = 2.421,90 t$$

APÉNDICE C

Cálculo de pilares 1er grupo

Tabla 48: Datos para el cálculo de los pilares 1er grupo
Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
$d_{p1} =$ Altura del pilar grupo 1	3	m
$d_{h1} =$ Ancho del pilar grupo 1	30	m
$p_m =$ Potencia media de la veta	0.46	m
$\delta =$ densidad de la roca	2.7	t/m^3

Volumen

$$V_{pg1} = 3 * 30 * 0.46$$

$$V_{pg1} = 41.4m^3$$

En cada bloque se deja dos pilares, una en el piso y otro en el techo, entonces el volumen de los pilares del grupo 1 queda de la siguiente manera:

$$V_{pg1} = 41.4 * 2$$

$$V_{pg1} = 82.8m^3$$

Tonelaje

$$T_{npg1} = 82.8 * 2.7$$

$$T_{npg1} = 223.56 ton$$

2do grupo

El número de pilares en el segundo grupo es igual a 14 ya que se deja 7 pilares en cada lado del bloque.

Tabla 49: Datos para el cálculo de pilares 2do grupo
Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
d_{p2} = Altura del pilar grupo 2	2	<i>m</i>
d_{h2} = Ancho del pilar grupo 2	2	<i>m</i>
p_m = Potencia media de la veta	0.46	<i>m</i>
δ = densidad de la roca	2.7	<i>t/m³</i>

Volumen

$$V_{pg2} = 2 * 2 * 0.46$$

$$V_{pg2} = 1.84m^3$$

En el bloque se dejan 14 pilares

$$V_{pg2} = 1.84 * 14$$

$$V_{pg2} = 25.76m^3$$

tonelaje

$$T_{npg2} = V_{pg2} * \delta$$

$$T_{npg2} = 25.76 * 2.7$$

$$T_{npg2} = 69.55 t$$

Tonelaje total de mineral en los pilares dejados en el bloque

$$T_{ntot} = T_{npg1} + T_{npg2}$$

$$T_{ntot} = 223.56 + 69.55$$

$$T_{ntot} = 293.11 t$$

Porcentaje de reservas de mineral dejado en cada bloque:

$$\% \text{ de mineral} = \frac{T_{ntot} * 100}{T_n}$$

$$\% \text{ de mineral} = \frac{293.11 * 100}{2.421,90}$$

$$\% \text{ de mineral} = 12.10\%$$

Valor del mineral dejado en los pilares

$$\text{valor del mineral} = T_{ntot} * l_m * P_{Au}$$

Dónde:

l_m = Ley media en los molinos (2g de Au/ton)

P_{Au} Precio del oro (P_{Au}) = US \$48

Valor del mineral= US \$28.138,56

Costos directos

Mano de obra

Tabla 50: costos de mano de obra (pilares)

Fuente: Autores 2019

personal	\$/metro
Mecánico	2.97
Ayudante	2.54
TOTAL	5.51

Equipos

Tabla 51: costos de equipos (pilares)

Fuente: Autores 2019

Descripción	\$/metro
EPP	0.83
herramienta	0.43
soldadora	0.65
TOTAL	1.91

Materiales

Tabla 52: costos de materiales (pialres)

Fuente: Autores 2019

Descripción	\$/metro
Hierro	36.4
tablones	8
varios	3
pintura	1.20
total	48.6

TOTAL COSTOS DIRECTOS: 56.02 \$/m

COSTOS INDIRECTOS

Tabla 53 : costos indirectos (pilares)

Fuente: Autores 2019

descripción	\$/metro
Varios+imprevistos	5.85

Total costos de fortificación por metro

61.87\$/m

Cálculo del gasto de fortificación con respecto a los ingresos obtenidos por la recuperación de los pilares

Costos de la fortificación= número de metros fortificados en el bloque * costo de fortificación por metro

Costos de la fortificación= 185*61.87

\$11445.95

Ingreso por la recuperación de pilares

VALOR DEL MINERAL DEJADO EN LOS PILARES – COSTO DE LA FORTIFICACIÓN

\$28.138,56-\$11445.95= \$16692.61

APÉNDICE D

Franja de Explotación

Altura

$$h_f = \text{Longitud de barrenos} * \sin(35^\circ)$$

$$h_f = 1 * \sin(35^\circ)$$

$$h_f = 0.57m$$

Volumen

$$V_f = h_f * d_h * p_m$$

Tabla 54: Datos para el cálculo del volumen (franja de explotación)

Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
h_f = altura de la franja	0.57	m
d_h = distancia horizontal del bloque	30	m
p_m = Potencia media de la veta	0.46	m

$$V_f = 0.57 * 30 * 0.46$$

$$V_f = 7.87m^3$$

Tonelaje

$$T_{nf} = V_f * \delta$$

$$T_{nf} = 7.87 * 2.7$$

$$T_{nf} = 21.25 t$$

Perforación y voladura

Cantidad de sustancia explosiva

Masa de Cartucho de dinamita	0.192	Kg
Masa de Cartucho de nitrato	0.25	Kg
Distancia de barrenos	1.2	m

Tabla 55: Carga de explosivos por cuña (franja de explotación)

Fuente: Autores 2019

Tajos				
tipo de barrenos	N. de barrenos	Carga de fondo Kg por barreno	Carga de columna Kg por barreno	Recargas Kg por barreno
Desbanque	100	25	50	9.6

(Q_f) (Q_c)

Veta	50	12.5	25	4.8
total	150	37.5	75	14.4
total de cargas	150	112.5		14.4

Tabla 56: cantidad de elementos para activación en el bloque
Fuente: Autores 2019

	Mecha lenta (m por barreno)	Fulminante	Conectores
	1.4	1	0
total	148.4	106	0

Carga total

La cantidad usada para la voladura en el frente de explotación es:

$$Q_{totf} = Q_f + Q_c + Q_r$$

Tabla 57: carga total (franja de explotación)
Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
Q_f = Carga de fondo	37.5	kg
Q_c = Carga de columna	75	kg
Q_r = Recarga	14.4	kg

$$Q_{totf} = 37.5 + 75 + 14.4$$

$$Q_{totf} = 126.9 \text{ kg}$$

Volumen del material mineralizado:

$$V_f = h_f * d_{ch} * p_m$$

Tabla 58: Datos para el cálculo del volumen del material mineralizado (franja de explotación)

Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
h_f = altura de la franja	0.57	m
d_{ch} = distancia entre chimeneas	30	m
p_m = Potencia media de la veta	0.46	m

$$V_f = 0.57 * 30 * 0.46$$

$$V_f = 7.87 \text{ m}^3$$

tonelaje del material mineralizado:

Tabla 59: Datos para el cálculo del tonelaje del materia mineralizado(franja de explotación)

Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
V_f = volumen de mineral en franja de explotación	7.87	m^3
δ = densidad de la roca	2.7	t/m^3

$$T_{nf} = V_f * \delta$$

$$T_{nf} = 21.25 \text{ t}$$

Volumen de estéril:

$$V_e = h_e * l_b * a$$

Tabla 60: Volumen de estéril

Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
h_e = altura del estéril	0.57	m
l_b = longitud del bloque	30	m
a = ancho de estéril arrancado	1.1	m

$$V_e = 0.57 * 30 * 1.10$$

$$V_e = 18.81 \text{ m}^3$$

Tonelaje de estéril:

$$t_e = V_e * \delta$$

Tabla 61: tonelaje de estéril

Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
V_e = volumen de estéril	18.81	m^3
δ = densidad de la roca	2.7	t/m^3

$$t_e = 18.81 * 2.7$$

$$t_e = 50.79 \text{ t}$$

Volumen total de la voladura

$$V_V = v_f + v_e$$

Tabla 62: Volumen total de la voladura

Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
V_f = volumen de mineral en franja de explotación	7.87	m^3
V_e = volumen de estéril	18.81	m^3

$$V_V = 7.8 + 18.81$$

$$V_V = 26.61 m^3$$

Tonelaje total de la voladura

Tabla 63: tonelaje total de la voladura

Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
V_V = volumen total de la voladura	26.61	m^3
δ = densidad de la roca	2.7	t/m^3

$$t_v = 26.61 * 2.7$$

$$t_v = 71.85 t$$

Carga específica

$$q = \frac{Q_{tot}}{V_v}$$

Tabla 64: Carga específica

Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
Q_{tot} = Carga total de explosivo	126.9	kg
V_V = volumen total de la voladura	26.61	m^3

$$q = 126.9 / 26.61$$

$$q = 4.7 kg/m^3$$

Costo de la carga explosiva

Tabla 65: costo de carga explosiva en el frente de explotación

Fuente: Autores 2019

EXPLOSIVOS PROYECTO 2019 - TRAMO I				
Ítem	Und.	Cant.	Precio Und.	Costo Total
Mecha lenta boliviana	Mtr	210	\$ 0.34	\$ 71.40
Fulminante # 8	Und	150	\$ 0.22	\$ 33.00
Dinamita 7/8 X 8	Kg	14.4	\$ 4.92	\$ 70.85
Nitrato	Kg	112.5	\$ 0.64	\$ 72.00

Galería				
tipo de barrenos	N. de barrenos	Carga de fondo Kg por barreno (Q_f)	Carga de columna Kg por barreno (Q_c)	Recargas (Q_r) Kg por barreno
Desfogue	3			
Cuele	4	2	2	0.768
Contra Cuele	4	2	2	0.384
Destroza	6	3	3	0.576
Hastiales	4	2	2	0.384
Techo	4	2	2	0.384
Zapateras	4	2	2	0.384
total	29	13	13	2.88

Tabla 68: materiales usados en la voladura
Fuente: Autores 2019

	Mecha lenta (m por barreno)	Fulminante	Conectores
	1.8	1	1
total	52.2	31	31

Carga total en galería

$$Q_{totg} = Q_c + Q_f + Q_r$$

Tabla 69: carga total en la galería
Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
Q_{cg} = carga de columna	13	kg
Q_{fg} = carga de fondo	13	kg
Q_{rg} = recarga	2.88	kg

$$Q_{totg} = 13 + 13 + 2.88$$

$$Q_{totg} = 28.88 \text{ kg}$$

Tabla 70: parámetros del avance de la voladura en la galería
Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
-------	-------	----------

l_b = Longitud del barreno	1.6	m
r_p = Rendimiento de la perforación	93.75	%
l_{rp} = Longitud real de la perforación	1.5	m
r_v = Rendimiento de la voladura	90	%
a_r = Avance real	1.35	m
Área	2.38	m ²
δ = densidad de la roca	2.7	t/m ³

Volumen y tonelaje de la voladura

$$V_{Vg} = \text{Área} * a_r$$

$$V_{Vg} = 2.38 * 1.35$$

$$V_{Vg} = 3.21 \text{ m}^3$$

$$t_{vg} = V_{Vg} * \delta$$

$$t_{vg} = 3.21 * 2.7$$

$$t_{vg} = 8.67 \text{ t}$$

Coefficiente de esponjamiento

Tabla 71: coeficiente de esponjamiento
Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
V_s = volumen suelto	4.98	m ³
V_{Vg} = volumen de la voladura en galería	3.21	m ³

$$K_e = \frac{V_s}{V_{Vg}}$$

$$K_e = 4.98/3.21$$

$$K_e = 1.55$$

Tabla 72: propiedades físico Mecánica de las rocas
Fuente: (Walsh, 2015)

Tipo de Roca	Litología	Peso Especifico (t/m ³)	Tamaño de Granos (mm)	Factor de Espoujamiento (kg)	Resistencia a la Compresión Simple (MPa)	
Ígneas	Intrusivas	Diorita	2,65 - 2,85	1,5 - 3	1,50	170 - 300
		Gabro	2,85 - 3,2	2	1,60	260 - 350
		Granito	2,7	0,1 - 2	1,60	200 - 350
	Extrusivas	Andesita	2,7	0,1	1,60	300 - 400
		Basalto	2,8	0,1	1,50	250 - 400
		Riolita	2,7	0,1	1,50	50 - 120
		Traquita	2,7	0,1	1,50	330
Sedimentarias	Conglomerado	2,6	2	1,50	140	
	Arenisca	2,5	0,1 - 1	1,50	160 - 255	
	Lutita	2,7	< 0.004	1,35	70	
	Caliza	2,6	1 - 2	1,55	120	
	Dolomita	2,7	1 - 2	1,60	150	
Metamórficas	Gneis	2,7	2	1,50	140 - 300	
	Mármol	2,7	0,1 - 2	1,60	100 - 200	
	Cuarcita	2,7	0,1 - 2	1,55	160 - 220	
	Esquisto	2,7	0,1 - 1	1,60	60 - 400	
	Serpentina	2,6	---	1,40	30 - 150	
	Fizarras	2,7	0,1	1,50	150	

Carga específica en galería

$$q_g = \frac{Q_{totg}}{V_{Vg}}$$

Tabla 73: Carga específica en galería

Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
Q_{totg} = carga total en galería	28.88	kg
V_{Vg} = volumen de la voladura en galería	3.21	m ³

$$q_g = \frac{28.88}{3.21}$$

$$q_g = 8.99 \text{ kg/m}^3$$

Costos de la carga de explosivo

Tabla 74: costos de voladura en la galería de preparación

Fuente: Autores 2019

EXPLOSIVOS PROYECTO 2019 - TRAMO I				
Ítem	Und.	Cant.	Precio Und.	Costo Total
Mecha lenta boliviana	Mtr	52.2	\$ 0.34	\$ 17.75
Fulminante # 8	Und	29	\$ 0.22	\$ 6.38
Dinamita 7/8 X 8	Kg	2.88	\$ 4.92	\$ 14.17
Nitrato	Kg	26	\$ 0.64	\$ 16.64
			\$	54.94

Costo de carga explosiva por metro de avance

Tabla 75: Datos para el cálculo del costo de carga explosiva por metro de avance
Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
$a_r = \text{Avance real}$	1.35	<i>m</i>
Costo de voladura en galería de preparación	54.94	\$

$$\text{Costo/metro} = 54.94/1.35$$

$$\text{Costo/metro} = 40.69 \text{ \$/m}$$

Cálculo de la ley diluida

Para el cálculo de la ley diluida se utilizó los datos adjuntos en la tabla 14

Tabla 76: parametros para el calculo de la ley diluida

Fuente: Autores 2019

Ley media en el macizo (l_m)	5 <i>g de Au/ton</i>
Tonelaje de voladura (t_v)	8.67 <i>ton</i>

Tonelaje de la veta:

$$t_{veta} = h * a_r * p_m * \delta$$

Tabla 77: Datos para el cálculo del tonelaje de la veta

Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
$h = \text{altura de la sección}$	1.7	<i>m</i>
$a_r = \text{avance real}$	1.35	<i>m</i>
$p_m = \text{potencia media de la veta}$	0.46	<i>m</i>
$\delta = \text{densidad de la roca}$	2.7	t/m^3

$$t_{veta} = 1.7 * 1.35 * 0.46 * 2.7$$

$$t_{veta} = 2.85 \text{ ton}$$

$$\text{Nueva ley de mineral volado} = \frac{(t_{veta} * l_m)}{t_v}$$

Tabla 78: Datos para el cálculo de la nueva ley del mineral volado

Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
$t_{veta} = \text{Tonelaje de la veta}$	1.7	<i>m</i>
$l_m = \text{ley media en el macizo rocoso}$	1.35	<i>m</i>

t_{vg} = tonelaje de la voladura en galería	0.46	<i>m</i>
---	------	----------

$$\frac{(2.85 * 5)}{8.67}$$

Nueva ley de mineral volado = 1.64 g de oro/ton

APÉNDICE F

Rendimiento real de trabajo

$$R_{rt} = \frac{T_{nf} * K_e}{h}$$

Tabla 79: Datos para el cálculo del rendimiento real de trabajo

Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
K_e = coeficiente de esponjamiento	1.55	
h = horas que se realiza el trabajo	16	<i>m</i>
T_n = tonelaje neto	21.25	<i>m</i>

$$R_{rt} = \frac{21.25 * 1.55}{16}$$

$$R_{rt} = 2.06 \text{ t/h}$$

Producción diaria

$$P_d = R_{rt} * h$$

Tabla 80: Datos para el cálculo de la producción diaria

Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
R_{rt} = rendimiento real del trabajo	2.06	t/h
h = horas trabajadas en un día	16	h/día

$$P_d: 2.06 * 16$$

$$P_d = 32.96 \text{ t/día}$$

APÉNDICE G

Transporte funicular no convencional (garrucha) Actual

Ritmo de extracción de la producción por día

*Ritmo de producción actual = # de vagones * # de viajes * volumen balde*

$$\text{Ritmo de producción actual} = 6 * 10 * 1/3$$

$$\text{Ritmo de producción actual} = 20 \text{ T/día}$$

Costo de operación

Costo por tramo carretilla

1. Personal

Tabla 81: costos por tramo carretilla

Fuente: Autores 2019

Trabajadores	Salario unitario (\$)	Factor real de pago	Salario total (\$)	Producción (T/turno)	Costo unitario (\$/T)
3 carretilleros	21.8	1.3	85.02	20	4.251

2. Herramientas

Tabla 82: Costos de herramientas

Fuente: Autores 2019

Descripción	Costo/turno	Costo total	Producción (T/turno)	Costo unitario (\$/T)
2 carretillas	1.479	2.958	20	0.148
EPP	1.201	1.201	20	0.06

Herramientas	1.143	1.143	20	0.057
			Total	0.265

3. Costos totales por tramo

Tabla 83: Costo total por tramo (carretilla)

Fuente: Autores 2019

Descripción	Valores
Costos directos (1+2)	4.516
Costos indirectos (10%)	0.4433
Costo tramo carretilla (\$)	4.96

Costo por tramo carro minero Z20

Se deben realizar los siguientes viajes:

$$\text{Producción} = 20 \text{ T/día}$$

$$\text{Capacidad del carro minero} = 0.75 \text{ T}$$

$$\text{Número de viajes} = \frac{20}{0.75}$$

$$\text{Número de viajes} = 26.66$$

$$\text{Número de viajes} \approx 27$$

1. Personal

Tabla 84: Costos de personal

Fuente: Autores 2019

Trabajadores	Salario unitario (\$)	Factor real de pago	Salario total (\$)	Producción (T/turno)	Costo unitario (\$/T)
2 trabajadores	21.8	1.3	56.68	20	2.834

2. Herramientas

El costo

Tabla 85: Costos de herramientas

Fuente: Autores 2019

Descripción	Costo/turno	Costo total	Producción (T/turno)	Costo unitario (\$/T)
1 carro minero	0.384	0.384	20	0.019
EPP	1.201	1.201	20	0.060
Herramientas	1.143	1.143	20	0.057

			Total	0.136
--	--	--	-------	-------

3. Costos totales por tramo

Tabla 86: Costos totales por tramos (carro minero)

Fuente: Autores 2019

Descripción	Valores
Costos directos (1+2)	2.970
Costos indirectos (10%)	0.297
Costo tramo carro minero (\$)	3.267

Costo por tramo winche

Los costos de esta actividad se detallan a continuación.

1. Personal

Tabla 87: Costos de personal

Fuente: Autores 2019

Trabajadores	Salario unitario (\$)	Factor real de pago	Salario total (\$)	Producción (T/turno)	Costo unitario (\$/T)
1 operador	21.8	1.3	28.34	20	1.417
1 ayudante	21.8	1.3	28.34	20	1.417
				Total	2.834

2. Herramientas

El costo del winche se lo calculo con respecto al valor que se deprecia diariamente, pero aquí intervienen otros valores que la empresa nos facilitó denominadas “costos por uso”.

Tabla 88: Costos de herramientas

Fuente: Autores 2019

Descripción	Costo/turno	Costo total	Producción (T/turno)	Costo unitario (\$/T)
1 winche	2.192	2.192	20	0.88
Costos por uso	28	28	20	1.4
EPP	1.201	1.201	20	0.06
Herramientas	1.143	1.143	20	0.057
			Total	2.397

3. Costos totales por tramo

Tabla 89: Costos totales por tramo (winche)

Fuente: Autores 2019

Descripción	Valores
Costos directos (1+2)	5.231
Costos indirectos (10%)	0.523
Costo tramo winche (\$)	5.754

Costo por tramo Transporte funicular o garrucha

1. Personal

Tabla 90: Costos de personal

Fuente: Autores 2019

Trabajadores	Salario unitario (\$)	Factor real de pago	Salario total (\$)	Producción (T/turno)	Costo unitario (\$/T)
2 palero	21.8	1.3	56.68	20	2.834
3 garrucheros	21.8	1.3	85.02	20	4.251
				Total	7.085

2. Herramientas

Tabla 91: Costos de herramientas

Fuente: Autores 2019

Descripción	Costo/turno	Costo total	Producción (T/turno)	Costo unitario (\$/T)
6 garruchas	1.233	7.398	20	0.37
EPP	1.201	1.201	20	0.06
Herramientas	1.143	1.143	20	0.057
			Total	0.487

3. Costos totales por tramo

Tabla 92: Costos totales por tramo (garrucha)

Fuente: Autores 2019

Descripción	Valores
Costos directos (1+2)	7.572
Costos indirectos (10%)	0.757
Costo tramo garrucha (\$)	8.329

Costo total de transporte funicular

Tabla 93: Costo total de transporte funicular (garrucha)

Fuente: Autores 2019

Descripción	Costo (\$/T)
Tramo carretilla	4.960
Tramo carro minero	3.267
Tramo winche	5.754
Tramo garrucha	8.329
Total	22.310

APÉNDICE H

Propuesta de franja de explotación

Volumen y tonelaje

$$V_{pf} = h_{pf} * d_h * p_m$$

Tabla 94: Datos para el cálculo de volumen y tonelaje

Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
h_{pf} = altura de la franja propuesta	1.04	m
d_h = distancia horizontal del bloque	30	m
p_m = Potencia media de la veta	0.46	m
δ = densidad de la roca	2.7	t/m ³

$$V_{pf} = 1.04 * 30 * 0.46$$

$$V_{pf} = 14.35 \text{ m}^3$$

Tonelaje del material de interés

$$T_{nf} = V_{pf} * \delta$$

$$T_{nf} = 14.35 * 2.7$$

$$T_{nf} = 38.75 \text{ ton}$$

Cálculo del ancho optimo

Longitud del espacio relleno

$$l_r = l_b - (A_b + d_p + C)$$

Tabla 95: Datos para el cálculo del ancho óptimo

Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
l_b = Longitud del bloque	30	m
A_b : ancho del buzón	1	m
d_p : diámetro del poste	0.1	m
c : encostillado	0.05	m

$$l_r = 30 - (1 + 0.1 + 0.05)$$

$$l_r = 28.85\text{m}$$

Ahora reemplazamos los valores en la **formula (4)** tomando en cuenta que el $k_e = 1.55$

$$A_r * 28.85 = 30 * 1.41 * A_{re}$$

$$28.85A_r = 42.3A_{re} \quad (5)$$

Reemplazando en la formula la potencia media de la veta p_m es 0.46

$$A_r = A_{re} + 0.46 \quad (6)$$

reemplazando la ecuación (6) en la (5):

$$28.85(A_{re} + 0.46) = 42.3A_{re}$$

$$28.85A_{re} + 13.27 = 42.3A_{re}$$

$$13.45A_{re} = 13.27$$

$$A_{re} = 0.987\text{m}$$

Ahora reemplazamos A_{re} en la ecuación (6)

$$A_r = 0.987 + 0.46$$

$$A_r = 1.446\text{m}$$

Perforacion y voladura

Roca de caja

$$B_c = 0.012 * \left[\left(\frac{2 * \rho_e}{\rho} \right) + 1.5 \right] * D_e$$

Tabla 96: Datos para el cálculo del Burden en roca de caja
Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
ρ_e = densidad del explosivo	1.16	g/cm^3
ρ = densidad de la roca	2.7	g/cm^3
D_e = diámetro del explosivo	28.58	mm
Factor de corrección	0.95	

$$B_c = 0.012 * \left[\left(\frac{2 * 1.16}{2.7} \right) + 1.5 \right] * 28.58$$

$$B_c = 0.809m$$

Al valor obtenido en el apartado anterior se le multiplicó por un factor de corrección debido a factores geológicos, este valor es de 0.95 que está en la (tabla 1) justificado por (apartado 1.6.4).

$$B_c = 0.809 * 0.95$$

$$B_c = 0.77m$$

$$B_c = 0.77m$$

Veta

Tabla 97: Datos para el cálculo del Burden en la veta
Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
ρ_e = densidad del explosivo	1.16	g/cm^3
ρ = densidad de la roca	2.7	g/cm^3
D_e = diámetro del explosivo	28.58	mm
Factor de corrección	1.10	

$$B_v = 0.012 * \left[\left(\frac{2 * 1.16}{2.7} \right) + 1.5 \right] * 28.58$$

$$B_v = 0.809m$$

A este valor se le multiplicó un valor de corrección por factores geológicos de 1.10 que está en la (tabla 1) justificado por (apartado 1.6.4)

$$B_v = 0.809 * 1.10$$

$$B_v = 0.89 \text{ m}$$

Número de barrenos perforados
Roca de caja

$$Nu_{Bc} = \frac{d_h}{B}$$

Tabla 98: Datos para el cálculo del número de perforaciones
Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
$B =$ Burden en roca de caja	0.77	m
$d_h =$ distancia horizontal	30	m

$$Nu_{Bc} = \frac{30}{0.77}$$

$$Nu_{Bc} \approx 39$$

Veta

$$Nu_{Bv} = \frac{d_h}{B}$$

Tabla 99: Datos para el cálculo del número de perforaciones en la veta

Datos	Valor	unidades
$B =$ Burden en veta	0.89	m
$d_h =$ distancia horizontal	30	m

$$Nu_{Bv} = \frac{30}{0.89}$$

$$Nu_{Bv} \approx 34$$

Cantidad de sustancia explosiva

Se utilizará el mismo material explosivo

Tabla 100: cantidad de sustancia explosiva
Fuente: Autores 2019

Masa de Cartucho de dinamita	0.192	Kg
Masa de Cartucho de nitrato	0.25	Kg
Distancia de barreno	1.2	m

Tajos				
tipo de barrenos	N. de barrenos	Carga de fondo (Q_f) Kg por barreno	Carga de Columna (Q_c) Kg por barreno	Recargas Kg por barreno
Desbanque	39	9.75	19.5	3.744
Veta	34	8.5	17	3.264
total	73	18.25	36.5	7.008
total de cargas	73	54.75		7.008

Tabla 101: conectores
Fuente: Autores 2019

Mecha lenta (m por barreno)	Fulminante	Conectores	Mecha rápida
1.4	1	1	

total 102.2 73 73

Carga total

la suma de todas las cargas

$$Q_{totpf} = 61.76\text{kg}$$

Volumen de la capa arrancada

$$V_{pf} = 14.35 \text{ m}^3$$

$$T_{npf} = 38.75 \text{ ton}$$

Volumen de estéril

$$v_{epf} = h_e * l_b * a$$

$$v_{epf} = 1.04 * 30 * 0.987$$

$$v_{epf} = 30.79 \text{ m}^3$$

$$t_{epf} = 30.79 * 2.7$$

$$t_{epf} = 83.13\text{ton}$$

Volumen total

$$V_{tpf} = v_e + V_F$$

$$V_{tpf} = 45.14 \text{ m}^3$$

$$t_{vpf} = 45.14 * 2.7$$

$$t_{vpf} = 121.889 \text{ t}$$

Carga especifica

$$q_{pf} = 61.76 \text{ Kg}/45.14$$

$$q_{pf} = 1.37 \text{ g}/\text{m}^3$$

Costo de la cantidad explosiva

Tabla 102: Costos de la cantidad explosiva
Fuente: Autores 2019

EXPLOSIVOS PROYECTO 2019 - TRAMO I				
Item	Und.	Cant.	Precio Und.	Costo Total
Mecha lenta Boliviana	Mtr	102.2	\$ 0.34	\$ 34.75
Fulminante # 8	Und	73	\$ 0.22	\$ 16.06
Dinamita 7/8 X 8	Kg	7.008	\$ 4.92	\$ 34.48
Nitrato	Kg	54.75	\$ 0.64	\$ 35.04
				\$ 120.33

Costo de la carga por metro de avance

$$\text{Costo/metro} = 120.33/1.04$$

$$\text{Costo/metro} = 115.70 \text{ \$/m}$$

Cálculo del porcentaje de dilución del mineral

$$\text{dilución} = \frac{\text{esteril}}{\text{mineral} + \text{esteril}}$$

$$\text{dilución} = \frac{83.13 \text{ ton}}{121.889 \text{ ton}}$$

$$\text{dilución} = 68\%$$

APÉNDICE I

Propuesta de galería de preparación

Área estimada

Medidas propuestas sección rectangular:

Ancho = 1.7 m

Alto = 1.9 m

Medidas propuestas sección semicircular:

Ancho = 1.7 m

Alto = 0.2 m

Angulo = 77°

Radio = 1.3634 m

Áreas propuestas:

sección rectangular:

$$A_r = b * h$$
$$A_r = 3.23 \text{ m}^2$$

sección semicircular:

$$A_c = \frac{1}{2} * R^2 * (\alpha - \text{sen}(\alpha))$$
$$A_c = 0.345 \text{ m}^2$$

Área total

$$A_t = A_r + A_c$$
$$A_t = 3.23 + 0.345$$
$$A_t = 3.575 \text{ m}^2$$

Longitud de la perforación

$$L_{rpg} = (\text{long. Barreno}) * (\text{Eficiencia de perforación})$$

$$L_{rpg} = 1.60 \text{ m} * 0.95$$

$$L_{rpg} = 1.52 \text{ m}$$

Cálculo de tiros vacíos

$$39.4x^2 - 34.1x + 1.56 = 0$$

Ecuación 25

$$X=0.048$$

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

Ecuación 26

$$0.048 = 0.036\sqrt{n}$$
$$n = 1.775 \approx 2 \text{ tiros vacíos}$$

Cálculo del diámetro equivalente

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

Ecuación 27

Dónde:

$Df = \text{Diámetro equivalente}$

$\phi = \text{Diámetro de la broca}$

$n = \text{número de taladros a perforar}$

Reemplazando en la ecuación se tiene:

$$Df = 0.036m * \sqrt{2}$$

$$Df = 0.054m \text{ (Diámetro equivalente del cuele quemado)}$$

Cálculo de los barrenos en el piso

$$B = 0.012 \left[\left(\frac{2 * \rho_e}{\rho} \right) + 1.5 \right] * D_e$$
$$B = 0.012 \left[\left(\frac{2 * 1.16}{2.7} \right) + 1.5 \right] * 28.58$$

$$B = 0.809 \text{ m}$$

Espaciamiento

$$E = 1.1B$$

$$E = 1.1 * 0.809$$

$$E = 0.89m$$

Retacado

$$T = 0.2 * B$$

$$T = 0.16m$$

Numero de barrenos en el piso

$$N = \text{ancho de la galería} / E$$

$$N = 1.50 / 0.89$$

$$N = 3 \text{ perforaciones}$$

Cálculo de los barrenos del techo

$$B = 0.012 \left[\left(\frac{2 * \rho_e}{\rho} \right) + 1.5 \right] * D_e$$

$$B = 0.012 \left[\left(\frac{2 * 1.16}{2.7} \right) + 1.5 \right] * 28.58$$

$$B = 0.809 \text{ m}$$

Espaciamiento

$$E = 1.1 * B$$

$$E = 1.1 * 0.809$$

$$E = 0.89 \text{ m}$$

Retacado

$$T = B$$

$$T = 0.809 \text{ m}$$

Cálculo de los barrenos de los hastiales

$$B = 0.012 \left[\left(\frac{2 * \rho_e}{\rho} \right) + 1.5 \right] * D_e$$

$$B = 0.012 \left[\left(\frac{2 * 1.16}{2.7} \right) + 1.5 \right] * 28.58$$

$$B = 0.809 \text{ m}$$

Espaciamiento

$$E = 1.1 B$$

$$E = 1.1 * 0.809$$

$$E = 0.89 \text{ m}$$

Retacado

$$T = B$$

$$T = 0.809 \text{ m}$$

Cálculo de los barrenos de destroza

$$B = 0.012 \left[\left(\frac{2 * \rho_e}{\rho} \right) + 1.5 \right] * D_e$$

$$B = 0.012 \left[\left(\frac{2 * 1.16}{2.7} \right) + 1.5 \right] * 28.58$$

$$B = 0.809 \text{ m}$$

Espaciamiento

$$E=1.1*B$$

$$E= 1.1*0.809$$

$$E= 0.89m$$

Retacado

$$T= 0.5*B$$

$$T= 0.405 m$$

Para los hastiales solo se dispondrán de 1 hueco a cada lado ya que el piso y el techo abarcan huecos en esa zona se tomará de la distancia de espaciamiento E correspondiente

Número total de barrenos 22 huecos

Propiedades del explosivo

Tabla 103: propiedades del explosivo

Fuente: Autores 2019

ρ_e = densidad del explosivo	(1.14 g/cm ³)
ρ = densidad de la roca	(2.7 g/cm ³)
D_e = diámetro del explosivo	(28.58mm)

Datos para el cálculo

Tabla 104: Parámetros para el Cálculo de la perforación y voladura

Fuente: Autores 2019

DATOS			
	Abreviatura	valor	unidad
Longitud del barreno	L	1.6	m
Rendimiento de perforación		95	%
Longitud real de perforación	L_{rp}	1.52	m
Rendimiento de voladura		91.45	%
Avance real		1.39	m
Diámetro de la broca	ϕ	36	mm
Masa de cartucho de EMULSEN 5000X 1-1/8*7"	m_E	0.128	kg
Masa de cartucho de NITRATO DE AMONIO	m_{NA}	0.122	kg
Densidad de EMULSEN 5000X 1-1/8*7"	ρ_E	1.14	g/cm^3
Densidad de NITRATO DE AMONIO		0.8	g/cm^3
Longitud del cartucho EMULSEN 5000X 1-1/8*7"	L_E	17.78	cm
Diámetro de EMULSEN 5000X 1-1/8*7"	D_E	28.88	mm
Diámetro de cartucho de NITRATO DE AMONIO	D_{NA}	24.5	mm
Número de barrenos en piso	N_{bp}	2	
Número de barrenos en techo	N_{bt}	3	

Número de barrenos en hastiales	N_{bh}	2	
Número de barrenos en cuele	N_{bc}	4	
Número de barrenos en contra cuele	N_{bcc}	4	
Longitud de retacado de piso	L_{Tp}	0.16	m
Longitud de retacado de techo	L_{Tt}	0.809	m
Longitud de retacado de hastiales	L_{Th}	0.809	m
Longitud de retacado de destroza	L_{Td}	0.405	m
Longitud de retacado de cuele y contra cuele	L_{Tc}	0.1	m

Carga en los barrenos de piso

Carga de fondo

$$Q_{fp} = \left(\frac{1}{3}\right) * 1.52 * \left(\frac{36^2}{1000}\right)$$

$$Q_{fp} = 0.6566 \text{ kg}$$

Numero de cartuchos de explosivos en carga de fondo

$$NQ_{fp} = \frac{Q_{fp}}{m_E}$$

$$NQ_{fp} = \frac{0.6566}{0.128}$$

$$NQ_{fp} = 5.13$$

$$NQ_{fp} \approx 6$$

Longitud de carga carga de fondo

$$L_{fp} = \left(\frac{L_E}{100}\right) * NQ_{fp}$$

$$L_{fp} = \left(\frac{17.78}{100}\right) * 5$$

$$L_{fp} = 0.889 \text{ m}$$

Carga de columna

Longitud de carga en carga de columna

$$L_{cp} = L_{rp} - (L_{fp} + T_p)$$

$$L_{cp} = 1.52 - (0.889 + 0.16)$$

$$L_{cp} = 0.47 \text{ m}$$

Concentración de la carga de columna

$$CQ_{cp} = 0.7 * \left(\frac{\phi^2}{1000}\right)$$

$$CQ_{cp} = 0.7 * \left(\frac{36^2}{1000}\right)$$

$$CQ_{cp} = 0.91 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

Carga de columna del piso

$$Q_{cp} = L_{cp} * CQ_{cp}$$

$$Q_{cp} = 0.47 * 0.91$$

$$Q_{cp} = 0.43 \text{ kg}$$

Carga total en los barrenos del piso

$$Q_{tp} = (Q_{fp} + Q_{cp}) * N_{bp}$$

$$Q_{tp} = (0.6566 + 0.43) * 2$$

$$Q_{tp} = 2.17 \text{ kg}$$

Carga en los barrenos de techo

Según el manual de "Técnica Sueca de Voladura" la carga de fondo es igual a 0.3 kg y la concentración de la carga de columna es de 0.3 kg/m

Carga de fondo en el techo

$$Q_{ft} = 0.3 \text{ kg}$$

Numero de cartuchos de explosivos en carga de fondo en el techo

$$NQ_{ft} = \frac{Q_{bp}}{m_e}$$

$$NQ_{ft} = \frac{0.3}{0.128}$$

$$NQ_{ft} = 2.34$$

$$NQ_{ft} \approx 3$$

Longitud de carga en carga de fondo en el techo

$$L_{ft} = \left(\frac{L_e}{100} \right) * NQ_{ft}$$

$$L_{ft} = \left(\frac{17.78}{100} \right) * 3$$

$$L_{ft} = 0.53 \text{ m}$$

Longitud de carga en carga de columna en el techo

$$L_{ct} = L_{rp} - (L_{ft} + L_{Tt})$$

$$L_{ct} = 1.52 - (0.53 + 0.809)$$

$$L_{ct} = 0.181 \text{ m}$$

Concentración de la carga de columna en el techo

$$CQ_{ct} = 0.3 \text{ kg/m}$$

Carga de columna en el techo

$$Q_{ct} = CQ_{ct} * L_{ct}$$

$$Q_{ct} = 0.3 * 0.181$$

$$Q_{ct} = 0.05 \text{ kg}$$

Carga total en los barrenos del techo

$$Q_{tt} = (Q_{ft} + Q_{ct}) * N_{bt}$$

$$Q_{tt} = (0.3 + 0.05) * 3$$

$$Q_{tt} = 1.05 \text{ kg}$$

Carga en los barrenos de hastiales

Según el manual de “Técnica Sueca de Voladura” la carga de fondo es igual a 0.3 kg y la concentración de la carga de columna es de 0.35 kg/m

Carga de fondo en hastiales

$$Q_{fh} = 0.3 \text{ kg}$$

Numero de cartuchos de explosivos en carga de fondo en hastiales

$$NQ_{fh} = \frac{Q_{bp}}{m_e}$$

$$NQ_{fh} = \frac{0.3}{0.128}$$

$$NQ_{fh} = 2.34$$

$$NQ_{fh} \approx 3$$

Longitud de carga en carga de fondo en hastiales

$$L_{fh} = \left(\frac{L_e}{100}\right) * NQ_{fh}$$

$$L_{fh} = \left(\frac{17.78}{100}\right) * 3$$

$$L_{fh} = 0.53 \text{ m}$$

Longitud de carga en carga de columna en hastiales

$$L_{ch} = L_{rp} - (L_{fh} + L_{Th})$$

$$L_{ct} = 1.52 - (0.53 + 0.809)$$

$$L_{ct} = 0.181 \text{ m}$$

Concentración de la carga de columna en hastiales

$$CQ_{ct} = 0.35 \text{ kg/m}$$

Carga de columna en hastiales

$$Q_{ct} = CQ_{ct} * L_{ct}$$

$$Q_{ct} = 0.35 * 0.181$$

$$Q_{ct} = 0.06 \text{ kg}$$

Carga total en los barrenos de los hastiales

$$Q_{tt} = (Q_{ft} + Q_{ct}) * N_{bt}$$

$$Q_{tt} = (0.3 + 0.06) * 2$$

$$Q_{tt} = 0.72 \text{ kg}$$

Carga en los barrenos de destroza

Según el manual de “Técnica Sueca de Voladura” la carga de fondo es igual a 0.6 kg y la concentración de la carga de columna es de 0.40 kg/m

Carga de fondo en destroza

$$Q_{fd} = 0.6 \text{ kg}$$

Número de cartuchos de explosivos en carga de fondo en destroza

$$NQ_{fd} = \frac{Q_{fd}}{m_e}$$

$$NQ_{fd} = \frac{0.6}{0.128}$$

$$NQ_{fd} = 4.69$$

$$NQ_{fd} \approx 5$$

Longitud de carga en carga de fondo en destroza

$$L_{fd} = \left(\frac{L_e}{100}\right) * NQ_{fd}$$

$$L_{fd} = \left(\frac{17.78}{100}\right) * 5$$

$$L_{fd} = 0.889 \text{ m}$$

Longitud de carga en carga de columna en destroza

$$L_{cd} = L_{rp} - (L_{fd} + L_{Td})$$

$$L_{cd} = 1.52 - (0.889 + 0.405)$$

$$L_{cd} = 0.226 \text{ m}$$

Concentración de la carga de columna en destroza

$$CQ_{cd} = 0.40 \text{ kg/m}$$

Carga de columna en destroza

$$Q_{cd} = CQ_{cd} * L_{cd}$$

$$Q_{cd} = 0.40 * 0.226$$

$$Q_{cd} = 0.09 \text{ kg}$$

Carga total en los barrenos de los destroza

$$Q_{td} = (Q_{fd} + Q_{cd}) * N_{bd}$$

$$Q_{td} = (0.6 + 0.09) * 4$$

$$Q_{td} = 2.76 \text{ kg}$$

Carga en los barrenos de cuele

Según el manual de "Técnica Sueca de Voladura" la carga de fondo es igual a 0.25 kg y la concentración de la carga de columna es de 0.30 kg/m

Carga de fondo en cuele

$$Q_{fc} = 0.25 \text{ kg}$$

Número de cartuchos de explosivos en carga de fondo en cuele

$$NQ_{fc} = \frac{Q_{fc}}{m_e}$$

$$NQ_{fc} = \frac{0.25}{0.128}$$

$$NQ_{fc} = 1.95$$

$$NQ_{fc} \approx 2$$

Longitud de carga en carga de fondo en cuele

$$L_{fc} = \left(\frac{L_e}{100}\right) * NQ_{fc}$$

$$L_{fc} = \left(\frac{17.78}{100}\right) * 2$$

$$L_{fc} = 0.356 \text{ m}$$

Longitud de carga en carga de columna en cuele

$$L_{cc} = L_{rp} - (L_{fc} + L_{Tc})$$

$$L_{cc} = 1.52 - (0.356 + 0.1)$$

$$L_{cc} = 1.064 \text{ m}$$

Concentración de la carga de columna en cuele

$$CQ_{cc} = 0.30 \text{ kg/m}$$

Carga de columna en cuele

$$Q_{cc} = CQ_{cc} * L_{cc}$$

$$Q_{cc} = 0.30 * 1.064$$

$$Q_{cc} = 0.319 \text{ kg}$$

Carga total en los barrenos de los cuele

$$Q_{tc} = (Q_{fc} + Q_{cc}) * N_{bc}$$

$$Q_{tc} = (0.25 + 0.319) * 4$$

$$Q_{tc} = 2.277 \text{ kg}$$

Carga en los barrenos de contra cuele

Según el manual de "Técnica Sueca de Voladura" la carga de fondo es igual a 0.45 kg y la concentración de la carga de columna es de 0.35 kg/m

Carga de fondo en contra cuele

$$Q_{fcc} = 0.45 \text{ kg}$$

Número de cartuchos de explosivos en carga de fondo en contra cuele

$$NQ_{fcc} = \frac{Q_{fcc}}{m_e}$$

$$NQ_{fcc} = \frac{0.45}{0.128}$$

$$NQ_{fcc} = 3.516$$

$$NQ_{fcc} \approx 4$$

Longitud de carga en carga de fondo en contra cuele

$$L_{fcc} = \left(\frac{L_e}{100} \right) * NQ_{fcc}$$

$$L_{fcc} = \left(\frac{17.78}{100} \right) * 4$$

$$L_{fcc} = 0.7112 \text{ m}$$

Longitud de carga en carga de columna en contra cuele

$$L_{ccc} = L_{rp} - (L_{fcc} + L_{Tcc})$$

$$L_{ccc} = 1.52 - (0.7112 + 0.1)$$

$$L_{ccc} = 0.7088 \text{ m}$$

Concentración de la carga de columna en contra cuele

$$CQ_{ccc} = 0.35 \text{ kg/m}$$

Carga de columna en cuele

$$Q_{ccc} = CQ_{ccc} * L_{ccc}$$

$$Q_{ccc} = 0.35 * 0.7088$$

$$Q_{ccc} = 0.248 \text{ kg}$$

Carga total en los barrenos de los cuele

$$Q_{tcc} = (Q_{fcc} + Q_{ccc}) * N_{bcc}$$

$$Q_{tcc} = (0.45 + 0.248) * 4$$

$$Q_{tcc} = 2.792 \text{ kg}$$

Tabla 105: carga de explosivos propuesto en las galerías de preparación
Fuente: Autores 2019

Galería			
tipo de barrenos	N. de barrenos	Carga de fondo (Q_f) Kg por barreno	Carga de columna (Q_c) Kg por barreno
Desfogue	2		
Cuele	4	$0.25 * 4 = 1$	$0.319 * 4 = 1.276$
Contra Cuele	4	$0.45 * 4 = 1.8$	$0.248 * 4 = 0.992$
Destroza	4	$0.6 * 4 = 2.4$	$0.09 * 4 = 0.36$
Hastiales	2	$0.3 * 2 = 0.6$	$0.06 * 2 = 0.12$
Techo	3	$0.3 * 3 = 0.9$	$0.05 * 3 = 0.15$
Piso	2	$0.6566 * 2 = 1.3132$	$0.43 * 2 = 0.86$
total	23	8.0132	3.758

Tabla 106: materiales usados en la voladura
Fuente: Autores 2019

	Mecha lenta (m por barreno)	Fulminante	Conectores
Cantidad en barreno	1.8	1	1
total	41.4	23	23

Carga total en galería

$$Q_{totg} = Q_c + Q_f$$

Tabla 107: Datos para el cálculo de la carga total
Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
Q_{cg} = carga de columna	3.758	<i>kg</i>
Q_{fg} = carga de fondo	8.0132	<i>kg</i>

$$Q_{totpg} = 3.758 + 8.0132$$

$$Q_{totpg} = 11.7712 \text{ kg}$$

Tabla 108: parámetros del avance de la voladura en la galería
Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
l_b = Longitud del barreno	1.6	<i>m</i>
r_p = Rendimiento de la perforación	93.75	%
l_{rp} = Longitud real de la perforación	1.5	<i>m</i>
r_v = Rendimiento de la voladura	90	%
a_r = Avance real	1.35	<i>m</i>
Área	3.575	<i>m</i> ²
δ = densidad de la roca	2.7	<i>t/m</i> ³

Volumen y tonelaje de la voladura

$$V_{Vpg} = \text{Área} * a_r$$

$$V_{Vpg} = 3.575 * 1.35$$

$$V_{Vpg} = 4.925 \text{ m}^3$$

$$t_{vpg} = V_{Vg} * \delta$$

$$t_{vpg} = 4.925 * 2.7$$

$$t_{vpg} = 13.2975 \text{ t}$$

Carga específica en galería

$$q_g = \frac{Q_{totpg}}{V_{Vpg}}$$

Tabla 109: Datos para el cálculo de la carga específica

Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
Q_{totg} = carga total en galería	11.7712	kg
V_{Vg} = volumen de la voladura en galería	4.925	m ³

$$q_{pg} = \frac{11.7712}{4.925}$$

$$q_{pg} = 2.39 \text{ kg/m}^3$$

Costos de la carga de explosivo

Tabla 110: costos de voladura en la galería de preparación

Fuente: Autores 2019

EXPLOSIVOS PROYECTO 2019 - TRAMO I				
Ítem	Und.	Cant.	Precio Und.	Costo Total
Mecha lenta boliviana	Mtr	41.4	\$ 0.34	\$ 14.08
Fulminante # 8	Und	23	\$ 0.22	\$ 5.06
Emulsen 5000X 1-1/8*7"	Kg	8.0132	\$ 4.05	\$ 32.45
Anfo	Kg	3.758	\$ 1.12	\$ 4.21
				\$ 55.8

Costo de carga explosiva por metro de avance

Tabla 111: Datos para el cálculo de la carga explosiva por metro de avance

Fuente: Autores 2019

Datos	Valor	unidades
a_r = Avance real	1.35	m
Costo de voladura en galería de preparación	55.8	\$

$$\text{Costo/metro} = \frac{55.8}{1.35}$$

$$\text{Costo/metro} = 41.33 \text{ \$/m}$$

APÉNDICE J

Propuesta de transporte convencional ferroviario

Costo de inversión

Maquinaria necesaria

Tabla 112: Costos de inversión en maquinaria

Fuente: Autores 2019

equipo	marca	cantidad	Costo de maquina (\$)	Inversión (\$)
Perforadora yt27	Atlas	1	625	625
Martillo rompedor tex	Atlas	1	1250	1250
Soldadora	Invertir	1	300	300
Soldadora	Powerstick	1	300	300
Rotomartillo	Makita	1	1582.52	1582.52
Porfarodora yt27	Atlas	1	803.57	803.57
locomotora	China coal	1	38200	38200
Compresor DSD 175		1	84978	95000
Cargadora neumática	1		12000	12000
Vagones	9		1700	15300
winche	1		12723.21	12723.21

Total, de la inversión en maquinaria = \$168062.3

Costos por implementación de transporte.

Tabla 113: Costos de implementación del transporte férreo

Fuente: Autores 2019

Concepto	Valor (\$)
Maquinaria	168062.3
Herramientas, materiales e insumos	7764.28
EPP	1339.01
Explosivos	7347.28
Material línea férrea	22768.62

Alimentación	4048.00
Varios	25548.75

Total de costos por implementación de transporte= \$236878.24

Factor de recuperación de la inversión

$$M = So * \left[\frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n - 1} \right]$$

$$M = 236878.24 * \left[\frac{10.21(1+10.21)^6}{(1+10.21)^6 - 1} \right]$$

$$M = \$54388.99$$

La cantidad de dinero a recuperar anualmente por motivo de inversión es de “\$54388.99”, es necesario determinar la cantidad de dinero a recuperar de manera diaria para poder determinar el valor neto de costo de extracción.

$$54388.99 \frac{\$}{\text{año}} * \frac{1 \text{ año}}{12 \text{ meses}} * \frac{1 \text{ mes}}{22 \text{ días}} * \frac{1 \text{ día}}{154 T} = 1.34 \frac{\$}{T}$$

Ritmo de extracción de la producción por día

*Ritmo de producción actual = # de vagones * # de viajes * volumen balde*

$$\text{Ritmo de producción actual} = 7 * 22 * 1$$

$$\text{Ritmo de producción actual} = 154 T/\text{día}$$

Costos de operación propuesto

Costo por tramo carretilla

1. Personal

Tabla 114: Costo de personal

Fuente: Autores 2019

Trabajadores	Salario unitario (\$)	Factor real de pago	Salario total (\$)	Producción (T/turno)	Costo unitario (\$/T)
21 carretilleros	21.8	1.3	595.14	154	3.864

2. Herramientas

Tabla 115: Costo de herramienta

Fuente: Autores 2019

Descripción	Costo/turno	Costo total	Producción (T/turno)	Costo unitario (\$/T)
-------------	-------------	-------------	----------------------	-----------------------

14 carretillas	1.479	20.706	154	0.134
EPP	1.201	25.221	154	0.164
Herramientas	1.143	24.003	154	0.156
			Total	0.454

3. Costos totales por tramo

Tabla 116: Costo total por tramo (carretilla)
Fuente: Autores 2019

Descripción	Valores
Costos directos (1+2)	4.318
Costos indirectos (10%)	0.432
Costo tramo carretilla (\$)	4.750

Costo por tramo carro minero Z20

se deben realizar los siguientes viajes:

$$\text{Producción} = 154 \text{ T/día}$$

$$\text{Capacidad del carro minero} = 0.75 \text{ T}$$

$$\text{Número de viajes} = \frac{154}{0.75}$$

$$\text{Número de viajes} = 205.33$$

$$\text{Número de viajes} \approx 205$$

Del cálculo anterior se determinó que cada carro minero realiza alrededor de 27 viajes por día, cada carro minero realizara 29 viajes como tarea diaria.

$$\text{Número de carros mineros} = \frac{205}{29}$$

$$\text{Número de carros mineros} = 7.06$$

$$\text{Número de carros mineros} \approx 7$$

1. Personal

Tabla 117: Costo del personal
Fuente: Autores 2019

Trabajadores	Salario unitario (\$)	Factor real de pago	Salario total (\$)	Producción (T/turno)	Costo unitario (\$/T)
14 trabajadores	21.8	1.3	396.76	154	2.58

2. Herramientas

El costo

Tabla 118: Costo de herramienta
Fuente: Autores 2019

Descripción	Costo/turno	Costo total	Producción (T/turno)	Costo unitario (\$/T)
7 carro minero	0.384	2.688	154	0.017
EPP	1.201	16.814	154	0.109
Herramientas	1.143	16.002	154	0.104
			Total	0.230

3. Costos totales por tramo

Tabla 119: Costo total por tramo (carro minero)
Fuente: Autores 2019

Descripción	Valores
Costos directos (1+2)	2.81
Costos indirectos (10%)	0.281
Costo tramo carro minero (\$)	3.091

Costo por tramo winche

Los costos de esta actividad se detallan a continuación.

1. Personal

Tabla 120: costo de personal
Fuente: Autores 2019

Trabajadores	Salario unitario (\$)	Factor real de pago	Salario total (\$)	Producción (T/turno)	Costo unitario (\$/T)
2 operador	21.8	1.3	56.68	154	0.368
2 ayudante	21.8	1.3	56.68	154	0.368
				Total	0.736

2. Herramientas

El costo del winche se lo calculo con respecto al valor que se deprecia diariamente, pero aquí intervienen otros valores que la empresa nos facilitó denominadas “costos por uso”.

Tabla 121: Costo de herramientas
Fuente: Autores 2019

Descripción	Costo/turno	Costo total	Producción (T/turno)	Costo unitario (\$/T)
1 winche	2.192	2.192	154	0.014
Costos por uso	28	28	154	0.182

EPP	1.201	4.804	154	0.031
Herramientas	1.143	4.572	154	0.023
			Total	0.250

3. Costos totales por tramo

Tabla 122: Costo total por tramo (winche)

Fuente: Autores 2019

Descripción	Valores
Costos directos (1+2)	0.986
Costos indirectos (10%)	0.099
Costo tramo winche (\$)	1.085

Costo por tramo transporte ferroviario

1. Personal

Tabla 123: Costo de personal

Fuente: Autores 2019

Trabajadores	Salario unitario (\$)	Factor real de pago	Salario total (\$)	Producción (T/turno)	Costo unitario (\$/T)
1 operador	21.8	1.3	28.34	154	0.184
2 ayudante	21.8	1.3	56.68	154	0.368
				Total	0.552

2. Herramientas

Tabla 124: Costo de herramientas

Fuente: Autores 2019

Descripción	Costo/turno	Costo total	Producción (T/turno)	Costo unitario (\$/T)
1 locomotora	17.443	7.398	154	0.048
7 vagones	4.658	32.606	154	0.212
EPP	1.201	3.603	154	0.023
Herramientas	1.143	3.429	154	0.022
			Total	0.305

3. Costos totales por tramo

Tabla 125: Costo total por tramo (ferroviario)

Fuente: Autores 2019

Descripción	Valores
Costos directos (1+2)	0.857
Costos indirectos (10%)	0.086
Costo tramo férreo (\$)	0.943

Costos totales de transporte propuestos

Tabla 126: Costo total de transporte ferroviario propuesto

Fuente: Autores 2019

Descripción	Costo (\$/T)
Tramo carretilla	4.750
Tramo carro minero	3.091
Tramo winche	1.085
Tramo garrucha	0.943
Total	9.869

El costo por motivo de inversión es de 1.34 \$/T, así nos da un total de costo de extracción propuesto de:

Costo total de extracción propuesto

= costo de transporte propuesto + costo de inversión

Costo total de extracción propuesto = 9.869 + 1.34

Costo total de extracción propuesto = 11.209 \$/T

ANEXOS

Tabla 127

Diametro barrenos mm	Profdad. barrenos m	Piedra m	Espacia- miento m	Carga de fondo		Carga de columna		Zona de retacado m
				kg	kg/m	kg	kg/m	
33	1,6	0,55	0,65	0,30	1,10	0,45	0,45	0,30
32	2,4	0,80	0,95	0,40	1,00	0,65	0,40	0,40
31	3,2	0,80	0,95	0,50	0,95	0,90	0,40	0,40
38	2,4	0,90	1,10	0,60	1,44	0,85	0,60	0,45
37	3,2	0,90	1,10	0,75	1,36	1,20	0,55	0,45
45	3,2	1,00	1,20	1,10	2,03	1,80	0,80	0,50
48	3,2	1,10	1,30	1,20	2,30	2,00	0,90	0,55
48	4,0	1,10	1,30	1,50	2,30	2,50	0,90	0,55
51	3,2	1,15	1,40	1,40	2,60	2,10	1,00	0,60
51	4,0	1,15	1,40	1,70	2,60	2,70	1,00	0,60

Cálculo de la carga en los barrenos del techo

Tabla 128

Diametro barrenos mm	Profdad. barrenos m	Piedra m	Espacia- miento m	Carga de fondo		Carga de columna		Zona de retacado m
				kg	kg/m	kg	kg/m	
33	1,6	0,60	0,70	0,60	1,10	0,70	0,75	0,10
32	2,4	0,90	1,00	0,80	1,00	1,00	0,70	0,20
31	3,2	0,90	0,95	1,00	0,95	1,30	0,65	0,20
38	2,4	1,00	1,10	1,15	1,44	1,40	1,00	0,20
37	3,2	1,00	1,10	1,50	1,36	1,80	0,95	0,20
45	3,2	1,15	1,25	2,25	2,03	2,60	1,40	0,25
48	3,2	1,20	1,30	2,50	2,30	3,00	1,60	0,25
48	4,0	1,20	1,30	3,00	2,30	4,25	1,60	0,25
51	3,2	1,25	1,35	2,70	2,60	3,20	1,80	0,25
51	4,0	1,25	1,35	3,40	2,60	4,75	1,80	0,25

Cálculo de la carga para los barrenos de destroza con rotura hacia abajo

Tabla 129

Diametro barrenos mm	Profdad. barrenos m	Piedra m	Espacia- miento m	Carga de fondo		Carga de columna		Zona de retacado m
				kg	kg/m	kg	kg/m	
33	1,6	0,55	0,65	0,30	1,10	0,35	0,35	0,30
32	2,4	0,80	0,95	0,40	1,00	0,50	0,30	0,40
31	3,2	0,80	0,95	0,50	0,95	0,70	0,30	0,40
38	2,4	0,90	1,10	0,60	1,44	0,70	0,45	0,45
37	3,2	0,90	1,10	0,75	1,36	0,90	0,40	0,45
45	3,2	1,00	1,20	1,10	2,03	1,30	0,60	0,50

Cálculo de la carga en los barrenos de los hastiales

Explosivo usado en mina



Figura 19 material explosivo empleado en las labores

Fuente: <https://www.explocen.com.ec/>

Descripción

Es una dinamita pulverulenta sensible al fulminante No. 8, posee un alto empuje y buen poder rompedor, su resistencia al agua es aceptable.

USOS: Esta dinamita es utilizada en gran variedad de trabajos como carga de fondo y de columna, en barrenos sin agua, tanto en minería subterránea como a cielo abierto, obras civiles y otras aplicaciones.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS

TAMAÑO, Pulg. (Diámetro X Largo)	PESO CARTUCHO, g. (Aprox.)	NÚMERO CARTUCHOS POR CAJA (Aprox.)	VELOCIDAD DE DETONACIÓN*, m/seg (Aprox.)
7/8" x 8"	96	260	3380
1" x 3 1/2"	52	480	3600
1" x 7"	96	260	3600
1 1/8" x 4"	77	325	3780
1 1/8" x 7"	128	195	3780
1 1/4" x 8"	192	130	4000
1 1/2" x 8"	263	95	4100

PARAMETROS	UNIDAD	ESPECIFICACION
DENSIDAD	g/cm ³	1,16
VELOCIDAD DE DETONACIÓN**	m/s	4750
VOLUMEN DE GASES	l/kg	931
CALOR DE EXPLOSIÓN	Kcal/kg	921
TEMPERATURA DE EXPLOSIÓN	° C	2587
ENSANCHAMIENTO TRAUZL	cm ³ /10g	415
PODER ROMPEDOR, METODO HESS	mm	22
RESISTENCIA AL AGUA	----	Limitada
CATEGORÍA DE HUMOS	----	Primera
VIDA ÚTIL	años	1

Figura 20: características técnicas del EXPLOGEL III 1*1/8*7"

Fuente: <https://www.explocen.com.ec/>



Figura 21: material explosivo propuesto para la galería
Fuente: <https://www.explocen.com.ec/>

Descripción

Es una emulsión sensible al fulminante N° 8., muy resistente al agua, en su formulación contiene aditivos y energizantes que le dan alta viscosidad y potencia, es envasada en cartuchos de plástico.

USOS: Las emulsiones son utilizadas en una gran variedad de trabajos como carga de fondo y de columna, en barrenos con o sin agua, tanto en voladuras subterráneas como a cielo abierto.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS

TAMAÑO, Pulg. (Diámetro X Largo)	PESO CARTUCHO, g. (Aprox.)	NÚMERO CARTUCHOS POR CAJA (Aprox.)	VELOCIDAD DE DETONACIÓN*, m/seg (Aprox.)
1" x 4"	60	420	4900
1" x 7"	96	260	4900
1" x 12"	185	135	4900
1 1/8" x 4"	78	320	5000
1 1/8" x 7"	128	195	5000
1 1/4" x 8"	192	130	5100
1 1/4" x 16"	391	64	5100
2" x 8"	556	45	5300

PARAMETROS	UNIDAD	ESPECIFICACION
DENSIDAD	g/cm ³	1,14
VELOCIDAD DE DETONACIÓN**	m/s	5400
VOLUMEN DE GASES	l/kg	851
CALOR DE EXPLOSIÓN	Kcal/kg	933
TEMPERATURA DE EXPLOSIÓN	° C	2342
ENSANCHAMIENTO TRAUZL	cm ³ /10g	325
PODER ROMPEDOR, METODO HESS	mm	24
RESISTENCIA AL AGUA	----	Excelente
CATEGORÍA DE HUMOS	----	Primera
VIDA ÚTIL	meses	Seis meses

Figura 22 características técnicas del material explosivo propuesto

Fuente: <https://www.explocen.com.ec/>



Figura 23: material explosivo nitrato de amonio

Fuente: <https://www.explocen.com.ec/>

Descripción

Es una mezcla de nitrato de amonio y un hidrocarburo. Se suministra en sacos de 25 Kg. o se puede suministrar directamente a granel desde un carro planta. En la actualidad se fabrican dos tipos de ANFO:

ANFO NORMAL: Es una mezcla a base de nitrato de amonio y un hidrocarburo que en proporciones adecuadas, da como resultado un agente de voladura que es utilizado como carga de columna.

ANFO ALUMINIZADO: Es una mezcla de nitrato de amonio, un hidrocarburo y aluminio, lo que aumenta su densidad y energía con respecto al ANFO Normal.

USOS: Se utiliza en obras civiles, canteras, minería subterránea como carga de columna en todo tipo de voladuras. No se recomienda utilizar el ANFO en barrenos con presencia de agua ya que el nitrato de amonio es higroscópico.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS

PARAMETROS	UNIDAD	NORMAL	ALUMINIZADO
DENSIDAD	g/cm ³	0.80	0.86
VELOCIDAD DE DETONACIÓN*	m/s	1700	2400
VELOCIDAD DE DETONACIÓN**	m/s	3200	3700
VOLUMEN DE GASES	l/kg	985	909
CALOR DE EXPLOSIÓN	Kcal/kg	911	1093
TEMPERATURA DE EXPLOSIÓN	° C	2507	2862
RESISTENCIA AL AGUA	---	Nula	Nula
VIDA ÚTIL	años	1	1

Figura 24: características técnicas

Fuente: <https://www.explocen.com.ec/>



Figura 25: extracción de testigo de roca en la máquina sacadora de núcleos

Fuente: autores 2019



Figura 26: testigo de roca v

Fuente: autores 2019



Figura 27: pulido del testigo de roca

Fuente: autores 2019



Figura 28: horno de secado para muestras de roca

Fuente: autores 2019



Figura 29: decantador para disminuir la temperatura y evitar que se humedezca

Fuente: autores 2019



Figura 30: extracción de testigo de roca

Fuente: autores 2019



Figura 31: peso de muestra de roca seca

Fuente: autores 2019



Figura 32: Peso de muestras saturadas

Fuente: autores 2019



Figura 33: muestras de roca de caja saturadas

Fuente: autores 2019



Figura 34: resultado de la muestra del ensayo de compresión simple

Fuente: autores 2019