



Universidad
Nacional
de Loja

Universidad Nacional de Loja

**Facultad de la Energía, las Industrias y los Recursos Naturales
No Renovables**

Carrera de Ingeniería en Minas

**Optimización del sistema de explotación subterráneo en la producción
eficiente del bloque 2N de la mina Telma, ubicada en el cantón Portovelo, provincia
de El Oro.**

**Trabajo de Integración curricular,
previo a la obtención del Título de
Ingeniero en Minas.**

AUTOR:

Alex Adrián Carrión Delgado

DOCENTE:

Ing. Stalin Iván Puglla Arévalo, Mg.Sc.

Loja -Ecuador

2024

Certificación

Loja, 5 de diciembre de 2024

Ing. Stalin Iván Puglla Arévalo, Mg.Sc.

DIRECTOR DEL TRABAJO DE INTEGRACIÓN CURRICULAR

CERTIFICO:

Que he revisado y orientado todo proceso de la elaboración del Trabajo de Integración Curricular denominado: **Optimización del sistema de explotación subterráneo en la producción eficiente del bloque 2N de la mina Telma, ubicada en el cantón Portovelo, provincia de El Oro.,** previo a la obtención del título de **Ingeniero en Minas**, de la autoría del estudiante **Alex Adrian Carrión Delgado, con cédula de identidad Nro. 1106005497,** una vez que el trabajo cumple con todos los requisitos exigidos por la Universidad Nacional de Loja, para el efecto, autorizo la presentación del mismo para su respectiva sustentación y defensa.



Ing. Stalin Iván Puglla Arévalo, Mg.Sc.

DIRECTOR DEL TRABAJO DE INTEGRACIÓN CURRICULAR

Autoría

Yo, **Alex Adrian Carrión Delgado**, declaro ser el autor el presente Trabajo de Integración Curricular y eximo expresamente a la Universidad Nacional de Loja y sus representantes jurídicos, de posibles reclamos y acciones legales, por el contenido del mismo. Adicionalmente acepto y autorizo a la Universidad Nacional de Loja la publicación de mi Trabajo de Integración Curricular o de Titulación, en el Repositorio Institucional -- Biblioteca Virtual.



Firma

Cedula de Identidad: 1106005497

Fecha: 5 de diciembre de 2024

Correo Electrónico: alex.a.carrion@unl.edu.ec / carrionalex056@gmail.com

Teléfono: 0939048451

Carta de Autorización por parte del autor para la consulta, reproducción parcial o total y/o publicación electrónica del texto completo del Trabajo de Integración Curricular.

Yo, **Alex Adrian Carrión Delgado**, declaro ser el autor del Trabajo de Integración Curricular denominado: **Optimización del sistema de explotación subterráneo en la producción eficiente del bloque 2N de la mina Telma, ubicada en el cantón Portovelo, provincia del Oro.**, como requisito para optar por el título de Ingeniero en Minas, autorizo al sistema Bibliotecario de la Universidad Nacional de Loja para que, con fines académicos, muestre la producción intelectual de la Universidad, a través de la visibilidad de su contenido en el Repositorio Institucional.

Los usuarios pueden consultar el contenido de este trabajo en el Repositorio Institucional, en redes de información del país y del exterior con las cuales tenga convenio la Universidad.

Universidad Nacional de Loja, no se responsabiliza por el plagio o copia del Trabajo de Integración Curricular que realice un Tercero.

Para constancia de esta autorización, suscribo, en la ciudad de Loja a los cinco días del mes de diciembre del dos mil veinticuatro.



Firmado electrónicamente por:
**ALEX ADRIAN CARRION
DELGADO**

Firma

Autor: Alex Adrian Carrión Delgado

Cedula de Identidad: 1106005497

Dirección: Malacatos- Loja

Correo Electrónico: alex.a.carrion@unl.edu.ec / carrionalex056@gmail.com

Teléfono: 0939048451

DATOS COMPLEMENTARIOS:

Director del Trabajo de Titulación: Ing. Stalin Iván Puglla Arévalo, Mg.Sc.

Dedicatoria

Con todo mi corazón a Dios, a mi Abuelito Luis Carrión (+), a mi padre Carlos Carrión, a mi madre Miria Delgado, a mis hermanos Carlos y Jostin Carrión Delgado; y con mucho cariño a María Lourdes, y a toda mi familia por ser el pilar fundamental en mi vida, brindándome fortaleza, virtud y persistencia para alcanzar las metas propuestas.

Alex Adrian Carrión Delgado

Agradecimiento

Hago público mi más sincero agradecimiento a la Universidad Nacional de Loja por la acogida en sus aulas, al personal docente y administrativo de la Facultad de la Energía, las Industrias y los Recursos Naturales No Renovables, por sus enseñanzas que me han guiado y me han formado durante mi etapa universitaria.

Agradecimiento eterno a la empresa Minesadco S.A. precedida por el Grupo Empresarial ADMG, por permitirme realizar en sus instalaciones el siguiente proyecto de investigación, y de manera especial al Ing. Marco Vallejo por sus consejos y enseñanzas que llevaré toda mi vida profesional.

Agradecimiento especial al Ing. Stalin Iván Puglla Arévalo, Mg. Sc, en calidad de director del Trabajo de Titulación, quien, con su amistad, paciencia ha brindado su conocimiento práctico y científico para obtener los resultados propuestos en el presente trabajo investigativo.

A todos mis compañeros y amigos de la vida universitaria que compartieron conmigo los altibajos de la etapa universitaria; juntos transitamos un camino lleno de momentos memorables que nos permitieron crecer personal y profesionalmente.

Alex Adrián Carrión Delgado

Índice de Contenidos

Portada	i
Certificación	ii
Autoría	iii
Carta de Autorización	iv
Dedicatoria	v
Agradecimiento	vi
Índice de Contenidos	vii
Índice de tablas.....	xv
Índice de figuras	xix
Índice de anexos.....	xxi
1. Título	1
2. Resumen	2
Abstract.....	3
3. Introducción	4
4. Marco Teórico	6
4.1. Geología.....	6
4.1.1. Yacimiento Mineral.....	6
4.1.2. Depósitos Hidrotermales	6
4.1.3. Yacimientos Hidrotermales Filonianos	6
4.1.4. Yacimiento Epitermales	7
4.1.5. Vetas.....	7
4.2. Distrito Minero Zaruma- Portovelo.....	7
4.3. Topografía	8
4.3.1. Topografía Subterránea	9
4.4. Geología Estructural	9
4.4.1. Estructuras Tectónicas.....	9

4.4.1.1	Fracturas.	9
4.4.1.2	Fallas..	9
4.4.1.3	Diaclasa..	9
4.4.1.4	Pliegues..	9
4.4.1.5	Tipos de esfuerzo.:	10
4.5.	Clasificaciones Geomecánicas Usadas en Minería	10
4.5.1.	Utilidades y limitaciones	11
4.6.	Matriz Rocosa.....	11
4.6.1.	Macizo Rocoso	11
4.6.2.	Discontinuidades	11
4.6.2.1.	Propiedades de las Discontinuidades	12
4.6.3.	Clasificación de Deere (Indicé de calidad RQD)	12
4.6.4.	Clasificación de Bieniawski (RMR)	13
4.6.5.	Clasificación de Barton	12
4.6.6.	Propiedades Físicas	13
4.6.7.	Propiedades Mecánicas	13
4.7.	Minería.....	13
4.7.1.	Minería Subterránea	14
4.7.2.	Método Minero.....	14
4.7.3.	Selección del Sistema de Explotación.....	14
4.7.4.	Cálculo de Reservas Mineras	15
4.7.4.1.	Muestreo.....	16
4.7.5.	Sistemas de Explotación Subterráneos.....	16
4.7.5.1.	Cámaras y Pilares	17
4.7.5.2.	Corte y Relleno (Cut and fill).....	17
4.7.5.3.	Hundimiento por Subniveles	18
4.7.5.4.	Hundimiento por Bloques	18

4.7.6.	Labores Mineras Subterráneas	19
4.7.6.1.	Labores de Acceso	19
4.7.7.	Labores de Preparación	20
4.7.8.	Labores auxiliares	20
4.7.8.1.	Alumbrado.....	20
4.7.8.2.	Drenaje	20
4.8.	Ciclo de Minado Subterráneo	21
4.8.1.	Perforación.....	21
4.8.2.	Voladura.....	21
4.8.2.1.	Diseño de la Malla Perforación y Voladura.....	21
4.8.3.	Ventilación.....	22
4.8.4.	Desate y Limpieza.....	22
4.8.5.	Carga y Acarreo	23
4.8.6.	Sostenimiento.....	23
4.9.	Costos Minería.....	23
4.9.1.	CAPEX, Valor Actual Neto (VAN) y la Tasa Interna de Retorno (TIR).....	23
4.10.	Planificación Minera.....	24
5	Metodología	25
5.1.	Materiales	25
5.2.	Zona de Estudio	25
5.2.1.	Ubicación	25
5.2.2.	Acceso.....	26
5.2.3.	Geología Regional	28
5.3.	Metodología General del Proyecto	30
5.4.	Diagrama de Flujo de la Metodología	31

5.4.1. Metodología para el primer Objetivo: Caracterizar el sistema de explotación actual del Bloque 2N de la mina Telma con el propósito de identificar oportunidades de mejoramiento.	32
5.4.1.1. Levantamiento topográfico superficial y subterráneo.	32
5.4.1.2. Levantamiento geológico.).....	33
5.4.1.3. Descripción de las actividades actuales.	35
5.4.1.4. Productividad diaria.	36
5.4.1.5. Duración del ciclo de trabajo.	36
5.4.2. Metodología para el segundo objetivo: Diseñar la propuesta de optimización del sistema de explotación del bloque 2N de la Mina Telma.	36
5.4.2.1. Determinación de las Propiedades físico-mecánicas.).	36
5.4.2.2 Caracterización Geomecánica del Macizo Rocosó del Bloque 2N.:.....	39
5.4.2.3. Cálculo de Recursos minerales..	41
5.4.2.4. Plan de Implementación de la Optimización.....	42
5.4.2.5. Selección del Sistema lo explotación.	42
5.4.2.6. Infraestructura Necesaria para Sistema de Explotación Seleccionado.....	42
5.4.2.7. Determinación del Ciclo de Trabajo. El ciclo de trabajo para el arranque del material se compone de las siguientes operaciones	43
5.4.2.8. Productividad diaria del bloque 2N bajo la optimización.	46
5.4.2.9. Comparativa entre las operaciones mineras actuales y las optimizadas.	48
5.4.3. Metodología para el tercer objetivo: Evaluar técnica y económicamente la factibilidad de la propuesta de optimización del sistema de explotación aplicable al Bloque 2N de la Mina Telma	49
5.4.3.1. Análisis Técnico- Económico..	49
5.4.3.2. CAPEX. :.....	49
5.4.3.2. Cálculo del VAN y TIR	49
6. Resultados	50

6.1. Resultados del primer objetivo: Caracterizar el sistema de explotación aplicado al Bloque 2N.	50
6.1.1. Topografía Superficial del Área Minera Bomba de Pacchapamba Unificada.	50
6.1.2. Topografía Interior Mina del Proyecto Telma.	50
6.1.3. Geología Superficial del Área Minera Bomba de Pacchapamba Unificada.	52
6.1.4. Geología Interior Mina del Proyecto Telma.	56
6.1.5. Características del Yacimiento.	62
6.1.6. Descripción del Sistema Actual de Explotación	64
6.1.6.1. Dimensionamiento de las cámaras de explotación.	65
6.1.6.2. Perforación y Voladura.	66
6.1.6.3. Ventilación.	71
6.1.6.4. Saneamiento y Fortificación.	71
6.1.6.5. Carga y Transporte. S.	71
6.1.6.4. Drenaje.	72
6.1.6.5. Alumbrado.	72
6.1.6.8. Productividad.	73
6.1.6.9. Ciclo de Trabajo Actual.	76
6.2. Resultados del segundo objetivo: Diseñar la propuesta de optimización del sistema de explotación del bloque 2N.	77
6.2.1. Propiedades Físico-Mecánicas de la Mena Mineralizada.	77
6.2.2. Propiedades Físico-Mecánicas de la Roca.	79
6.2.3. Caracterización Geomecánica del Macizo Rocosos	81
6.2.3.1. RQD.	81
6.2.3.2. RMR de Bieniawski.	82
6.2.3.3. Sistema Q.	83
6.2.4. Calculo de Recursos Minerales.	85
6.2.5. Ley Equivalente.	85

6.2.5.1. Cálculo de recursos minerales indicados.	86
6.2.5.2. Calculo de recursos minerales medidos.	86
6.2.5.3. Tiempo de Vida del Bloque.	88
6.2.5. Selección del Sistema de Explotación en base a la metodología Numérica de Nicholas.	89
6.2.5.1. Selección final del sistema de explotación.....	90
6.2.6. Descripción de la Propuesta para Optimizar del Sistema de Explotación del Bloque 2N.....	91
6.2.7. Desarrollo de la Propuesta de Optimización.....	92
6.2.7.1. Preparación.....	92
6.2.7.2 Perforación y Voladura.	94
6.2.7.3. Franqueo de Galerías de Nivel.	95
6.2.7.4. Franqueo de la Galería de Corte.....	108
6.2.7.5. Franqueo de la Chimenea.....	114
6.2.7.6. Perforación y Voladura de la Franja de Explotación..	118
6.2.7.7. Buzones de Trasiego..	124
6.2.8. Ventilación.....	124
6.2.9. Saneo.....	127
6.2.10. Limpieza de los Tajos de explotación.....	127
6.2.11. Carga y transporte.....	129
6.2.12. Alumbrado	131
6.2.13. Drenaje.....	132
6.2.14. Fortificación	133
6.2.15. Cronograma de Trabajo	133
6.2.16. Rendimiento de Trabajo	133
6.2.17. Comparativa entre lo Actual y lo Propuesto.....	134
6.3. Resultados del Tercer Objetivo: Evaluar Técnica y Ecoicamente la Propuesta de Optimización.	136

6.3.1. Costos del Método de Explotación Utilizado Actualmente	136
6.3.1.1. Costos por Materiales e Insumos	136
6.3.1.2. Costos Unitarios de Perforación.....	138
6.3.1.3. Costos unitarios de Sustancia Explosiva y Carguío	139
6.3.1.4. Costos Unitarios de Limpieza.....	140
6.3.1.5. Costos Unitarios de Colocación de Rieles	141
6.3.1.6. Costos Unitarios de Aire, Agua y Electricidad.....	142
6.3.1.7. Costos Unitarios de Topografía.....	143
6.3.1.8. Costos por Tonelada de Material Mineralizado de los Tajos con el Sistema de Explotación Actual.....	144
6.3.2. Costos Referentes a la Propuesta de Optimización del Sistema de Explotación por Corte y Relleno Ascendente.....	144
6.3.2.1. Costos por Materiales e Insumos	145
6.3.2.2. Costos Unitarios de Perforación en las Galerías de Preparación.	146
6.3.2.3. Costos unitarios de Sustancia Explosiva y Carguío	147
6.3.2.4. Costos Unitarios de Limpieza	148
6.3.2.5. Costos Unitarios de Colocación de Rieles.	149
6.3.2.6. Costos Unitarios de Topografía.....	150
6.3.2.7. Costos Unitarios de Aire, Agua y Electricidad.....	151
6.3.2.8. Costos Unitarios de Ventilación	152
6.3.2.9. Costos por Metro de Avance en las Galerías de Preparación bajo la Optimización.	153
6.3.3. Costo por Tonelada de Mineral Extraída de los Tajos Bajo la Optimización..	153
6.3.3.1. Costos Unitarios de Perforación	153
6.3.2.2. Costos unitarios de Sustancia Explosiva y Carguío	154
6.3.2.3. Costos Unitarios de Limpieza	155
6.3.2.4. Costos por Tonelada de Mena Extraída mediante la Optimización.	156
6.3.4. Correlación Contable de los Resultados Obtenidos.....	156

6.3.4. Análisis de Sensibilidad.....	157
6.3.4.1. Inversión.....	157
6.3.4.2. Ingresos.. ..	157
6.3.4.3. Egresos.. ..	158
6.3.4.4. Flujo de Caja.. ..	159
6.3.4.5. Análisis del VAN y TIR.....	160
6.3.4.6. Utilidad Bruta.....	162
6.3.4.7. Utilidad Neta.. ..	162
6.3.5.8. Rentabilidad.	163
6.3.5. Correlación Técnico-Operativa entre el sistema de Explotación Actual y el Propuesto.....	163
7. Discusión	165
8. Conclusiones	167
9. Recomendaciones.....	169
10. Referencias.....	170
11. Anexos	173

Índice de Tablas:

Tabla 1 Puntuaciones de los Parámetros del RMR	13
Tabla 2: Materiales, Equipos y Software	25
Tabla 3 Coordenadas de la concesión minera Bomba de Pacchapamba.....	26
Tabla 4 Tiempos y rutas de Acceso al Área de Estudio.....	27
Tabla 5. Metodología impuesta por el IIGE para elaborar mapas geológicos	33
Tabla 6. Ficha de Caracterización Geomecánica	39
Tabla 7. índice de calidad de roca RQD.....	40
Tabla 8. Plan de implementación de la optimización.....	42
Tabla 9. Comparativo entre labores mineras.....	48
Tabla 10. Parámetros del Sistema de Explotación	48
Tabla 11. Descripción Macroscópica de Muestras de Roca en Superficie	55
Tabla 12. Descripción Macroscópica Interior Mina M1	59
Tabla 13. Principales Datos estructurales (Bocamina-Bloque 2N).....	60
Tabla 14. Yacimientos por su Tipo y Geometría	62
Tabla 15. Clasificación del Yacimiento en función de la Profundidad.....	62
Tabla 16. Mineralogía de la Veta Valentina.....	63
Tabla 17. Potencia Media de la Veta Valentina	64
Tabla 18. Características de la sustancia explosiva utilizada actualmente.....	67
Tabla 19. Cantidad y Costo de Sustancia Explosiva en Galerías de Nivel	67
Tabla 20. Cantidad y Costo de Sustancia explosiva en Chimeneas	69
Tabla 21. Cantidad y Costo de Sustancia explosiva en Ventanilla y Galería de Arranque.....	69
Tabla 22. Caudal de Agua en el Bloque 2N-crucero Valentina	72
Tabla 23. Tiempos en el Ciclo de Minado	76
Tabla 24. Valores de Peso Específico Aparente de la Veta	77
Tabla 25. Valores de Peso Específico Real de la Veta.....	77
Tabla 26. Valores de Porosidad de la Mena.....	78
Tabla 27. Resistencia a la Compresión Simple de la Veta.....	78
Tabla 28. Ubicación de las Muestras de Roca.....	79
Tabla 29. Valores de Peso Específico Aparente de la Roca.....	79
Tabla 30. Valores de Peso Específico Real de la Roca Caja.....	80
Tabla 31. Valores de Porosidad de la Caja.....	80
Tabla 32. Resistencia a la Compresión Simple Roca Caja.....	81

Tabla 33. Resultados de RQD del Crucero Valentina.....	81
Tabla 34. Valoración del RMR en el Crucero Valentina	82
Tabla 35. Valoración del Sistema Q de Barton	83
Tabla 36. Datos Utilizados en la Determinación de la Ley Equivalente.....	85
Tabla 37. Recursos minerales indicados del Bloque 2N	86
Tabla 38. Data para la simulación de sondeos mediante Leapfrog Geo	87
Tabla 39. Recursos minerales medidos del Bloque 2N.....	88
Tabla 40 Características de la Mena y Roca Caja Utilizadas en la Metodología de Nicholas	89
Tabla 41. Valoración Final de la Selección del Sistema de Explotación	90
Tabla 42. Sistema de Explotación Seleccionado Mediante un Análisis Multicriterio	90
Tabla 43. Dimensión de las Cámaras de Explotación	92
Tabla 44. Dimensiones de los Pilares de Contorno.....	93
Tabla 45. Características Técnicas de la Perforadora Neumática YT-27.....	94
Tabla 46. Características Técnicas de los Explosivos Seleccionados	95
Tabla 47. Características de la Galería de Nivel	98
Tabla 48. Valor del Burden y Secciones del Cuele Galería de Nivel	100
Tabla 49. Variables de Perforación y Voladura en Arrastres en Galerías de Nivel	100
Tabla 50. Cantidad y Costo de Sustancia Explosiva en la Propuesta del Pasaporte de Perforación y Voladura en Galerías de Nivel.....	107
Tabla 51. Dimensiones de la Galería de Corte	108
Tabla 52. Características de la galería de corte	109
Tabla 53. Valor del Burden y secciones del cuele en galería de corte-franja estéril.....	111
Tabla 54. Barrenos de arrastre en la franja de estéril	112
Tabla 55. Barrenos de corona de la franja de estéril	112
Tabla 56. Barrenos de contorno de la franja de estéril	112
Tabla 57. Cantidad y Costo de Sustancia Explosiva en la Galería de Corte.....	113
Tabla 58. Características de la Chimenea	114
Tabla 59. Valor del Burden y Secciones del Cuele de la Chimenea	116
Tabla 60. Barrenos de Arrastre en Chimenea.....	116
Tabla 61. Barrenos de Corona de la Chimenea	116
Tabla 62. Barrenos de contorno de la Chimenea.....	117
Tabla 63. Cantidad y Costo de Sustancia Explosiva en Chimeneas	117
Tabla 64. Número de Barrenos Perforados en la Franja de Explotación	120

Tabla 65. Cantidad y Costo de Sustancia Explosiva en la Franja de Explotación	121
Tabla 66. Especificaciones Técnicas del Ventilador VA50F-10 y ducto de Ventilación	127
Tabla 67. Características Técnico- Mineras del Winche de Arrastre.....	128
Tabla 68. Características de los Equipos de Transporte.....	129
Tabla 69. Tiempos de Carga y Transporte	131
Tabla 70. Cronograma de Trabajo del Bloque 2N	133
Tabla 71. Comparativa entre el Sistema Actual de Explotación y el Propuesto.....	135
Tabla 72. Costos por Mano de Obra.....	136
Tabla 73. Costo Diario de los Equipos de Protección Personal	136
Tabla 74. Costo Diario de Herramienta Menor	137
Tabla 75. Costo de Maquinaria y equipos	137
Tabla 76. Costos Unitarios de Perforación del Sistema Actual de Explotación	138
Tabla 77. Costos Unitarios de Sustancia Explosiva y Carguío de la misma.....	139
Tabla 78. Costos Unitarios de Limpieza del Sistema Actual de Explotación.....	140
Tabla 79. Costos Unitarios por Colocación de Rieles.....	141
Tabla 80. Costos Unitarios de Aire, Agua y Electricidad en el Sistema Actual	142
Tabla 81. Costos Unitarios por Topografía	143
Tabla 82. Costo por Metro de Avance y por Tn Extraída de los Tajos.....	144
Tabla 83. Costos por Mano de Obra en el Sistema Optimizado	144
Tabla 84. Costo Diario de los Equipos de Protección Personal Sistema Optimizado.....	145
Tabla 85. Costo Diario de Herramienta Menor Sistema Optimizado	145
Tabla 86. Costo de Maquinaria y equipos Sistema Optimizado	145
Tabla 87. Costos Unitarios de Perforación del Sistema Optimizado de Explotación	146
Tabla 88. Costos Unitarios de Carguío de Sustancia Explosiva del Sistema Optimizado....	147
Tabla 89. Costos Unitarios de Limpieza del Sistema Optimizado de Explotación.....	148
Tabla 90. Costos Unitarios de Colocación de Rieles en el Sistema Optimizado	149
Tabla 91. Costos Unitarios de Topografía en el Sistema de Explotación Optimizado	150
Tabla 92. Costos Unitarios de Servicios Auxiliares en el Sistema Optimizado.....	151
Tabla 93. Costos Unitarios de Ventilación en el Sistema de Explotación Optimizado	152
Tabla 94. Costos por Metro de Avance en las Galerías de Preparación en el Sistema Optimizado	153
Tabla 95. Costos Unitarios de Perforación del Sistema Optimizado de Explotación-Tajos	153
Tabla 96. Costos Unitarios de Carguío de Sustancia Explosiva en el Sistema Optimizado-Tajos	154

Tabla 97. Costos Unitarios de Limpieza en el Sistema Optimizado de Explotación-Tajos..	155
Tabla 98. Costos Unitario de Tonelada Extraída de los Tajos de Explotación	156
Tabla99. Parámetros de Relación entre los Costos Obtenido por Metro de Avance para el Sistema Actual de Explotación y la Variante Propuesta	156
Tabla 100. Parámetros de Relación entre los Costos Obtenido por Tonelada Extraída para el Sistema Actual de Explotación y la Variante Propuesta	157
Tabla 101. Inversión Necesaria para la Explotación del Bloque 2N.....	157
Tabla 102. Valor Conservador de los Metales últimos 6 meses	158
Tabla 103. Ingresos por la Venta de Mineral	158
Tabla 104. Egresos Totales por Bloque de Explotación	158
Tabla 105. Flujo de Caja Correspondiente al Bloque 2N sin Impuestos	159
Tabla 106. Flujo de Caja Correspondiente al Bloque 2N con Impuestos	159
Tabla 107. Análisis del VAN y TIR.....	160
Tabla 108. Análisis del VAN y TIR en Función de la Tasa de Descuento	161
Tabla 109. Utilidad Neta	162
Tabla 110. Correlación entre lo Actual de Explotación y la Propuesta de Optimización.....	163

Índice de Figuras:

Figura 1. Relación Esfuerzo-Deformación de los Materiales	10
Figura 2. Método de los Perfiles	15
Figura 3. Método de los Polígonos	15
Figura 4. Método de Bloques	16
Figura 5. Sistema de Explotación por Cámaras y Pilares	17
Figura 6. Sistema de Explotación por Corte y Relleno	18
Figura 7. Sistema de Explotación Hundimiento por Subniveles.....	18
Figura 8. Sistema de Explotación Hundimiento por Bloques	19
Figura 9. Malla de Perforación y Voladura.....	22
Figura 10. Ubicación del Área de Estudio.	26
Figura 11. Acceso al Área de estudio desde la Capital	27
Figura 12. Acceso al Área de Estudio desde Loja	27
Figura 13. Formaciones geológicas del Distrito Minero Zaruma-Portovelo.	29
Figura 14. Corte geológico SW-NE (A-B)	29
Figura 15. Levantamiento topográfico en la concesión minera.	32
Figura 16. Levantamiento interior mina de labores de difícil acceso.	32
Figura 17. Ficha de descripción de afloramientos	33
Figura 18. Ficha de descripción petrográfica	34
Figura 19. A) Diagrama de Streckeisen para rocas ígneas, B) Diagrama de estimación visual de porcentajes. Obtenido de Philpotts (1989)	34
Figura 20. Roca andesítica basáltica con mineralización de Sulfuros (Qz: cuarzo, Py: pirita, Ccp: Calcopirita, Px: Piroxenos).....	35
Figura 21. Ficha de descripción de actividades actuales.....	35
Figura 22. Procedimiento para determinar el Peso específico aparente.....	37
Figura 23. Procedimiento para determinar el Peso Específico Real	38
Figura 24. Ensayo de Compresión Uniaxial	38
Figura 25. Muestreo sistemático, homogenizado y cuarteo de la muestra.....	41
Figura 26. Mapa topográfico superficial del área minera Bomba de Pacchapamba	50
Figura 27. Topografía Interior Mina del Proyecto Telma (Bocamina-Bloque 2N)	51
Figura 28. Afloramiento 1: andesitas meteorizadas.	52
Figura 29. Afloramiento2 -Tobas.....	53
Figura 30. afloramiento 3. roca andesita basáltica	53

Figura 31. afloramiento 4- andesitas basálticas	54
Figura 32. Afloramiento 5- andesitas basálticas	54
Figura 33. Geología Local del Área Minera Bomba de Pacchapamba Unificada	56
Figura 34. Andesita Gris	57
Figura 35. Roca andesítica gris	57
Figura 36. Roca Andesítica Basáltica	58
Figura 37. Muestra mineralizada de la Veta Valentina.....	58
Figura 38. Geología Interior Mina (Bocamina-Bloque 2N).....	61
Figura 39. Medición de la potencia de la veta Valentina.....	63
Figura 40. Sistema de Explotación Actual del Bloque 2N.....	64
Figura 41. Malla de Perforación y Voladura en Galerías de Nivel.....	68
Figura 42. Malla de Perforación y Voladura Chimeneas, Ventanillas y Arranque.....	70
Figura 43. Desatado de rocas en Galerías de Nivel	71
Figura 44. Carga y transporte de Material	71
Figura 45. Cunetas de drenaje en la Socavón Principal	72
Figura 46. Iluminación del Socavón Principal	72
Figura 47. Análisis del Sostenimiento en base al RMR de Bieniawski	82
Figura 48. Zonificación del RMR del crucero Valentina.....	83
Figura 49. Análisis del Sostenimiento Q de Barton.....	84
Figura 50. Zonificación del Sistema Q de Barton en el crucero Valentina.....	84
Figura 51. Sondeos, modelo 3D de la veta y triangulación.	87
Figura 52. Información sobre la estructura mineralizada.....	88
Figura 53. Sección de la Galería de Nivel.....	98
Figura 54. Propuesta del Pasaporte de Perforación y Voladura en Galerías de Nivel	107
Figura 55. Franqueo de la galería de corte	109
Figura 56. Propuesta del Pasaporte de Perforación y Voladura en la Franja de Estéril.....	113
Figura 57. Propuesta del Pasaporte de Perforación y Voladura para Chimeneas	117
Figura 58. Perforación de los Barrenos en la Franja de Explotación.....	118
Figura 59. Buzones de Trasiego.....	124
Figura 60. Modelo de ventilación propuesto.....	127
Figura 61. Dimensiones de la Cuneta de Desagüe	132
Figura 62. Flujo de Caja para un Tiempo Determinado.....	160
Figura 63. Relación Inversión-Ganancia.....	162

Índice de Anexos:

Anexo 1 Mapa de Ubicación Geográfica del Área de Estudio	173
Anexo 2 Mapa Geológico del Distrito Minero Zaruma-Portovelo	173
Anexo 3 Mapa topográfico superficial del Área Minera Bomba de Pacchapamba	173
Anexo 4 Topografía Interior Mina del Proyecto Telma (Bocamina-Bloque 2N).....	173
Anexo 5 Geología Local del Área Minera Bomba de Pacchapamba Unificada	173
Anexo 6 Geología Interior Mina (Bocamina-Bloque 2N)	173
Anexo 7 Vista Transversal del Sistema de Explotación Actual del Bloque 2N	173
Anexo 8 Malla de perforación y voladura en Galerías de Nivel.....	173
Anexo 9 Malla de Perforación y Voladura en Chimeneas y Ventanillas.....	173
Anexo 10 Afloramientos Superficiales y Descripción Macroscópica	173
Anexo 11 Descripción macroscópica de muestras de roca Interior Mina.....	173
Anexo 12 Data del Muestreo Veta Valentina Mina Telma.....	173
Anexo 13 Tablas de Valorización Geomecánica	174
Anexo 14. Zonificación del Bloque 2N según el RMR	173
Anexo 15. Zonificación del Bloque 2N según el Sistema Q	173
Anexo 16 Valoraciones de la Metodología Numérica de Nicholas	185
Anexo 17 Diseño de la Propuesta del Sistema de Explotación del Bloque 2N.	173
Anexo 18 Propuesta del Pasaporte de Perforación y voladura de las Galerías de Nivel	173
Anexo 19 Pasaporte de Perforación y Voladura para la Galeria de Corte	173
Anexo 20 Pasaporte de Perforación y Voladura de chimeneas	173
Anexo 21 Descripción de las Actividades Actuales	187
Anexo 22 Formulismo para el Cálculo de Pasaportes de Perforación y Voladura	189
Anexo 23 Certificación de la Traducción del Resumen.....	240

1. Título

Optimización del sistema de explotación subterráneo en la producción eficiente del bloque 2N de la mina Telma, ubicada en el cantón Portovelo, provincia de El Oro.

2. Resumen

El presente proyecto abarca diversos aspectos cruciales de la minería subterránea, incluyendo la geología del yacimiento, las características geomecánicas del macizo rocoso, y sistemas de explotación. Además, presenta una evaluación técnica y económica de la propuesta de optimización al sistema de explotación del bloque 2N. Entre los temas tratados se encuentran la topografía, la geología estructural, las clasificaciones geomecánicas, el ciclo de minado subterráneo, y los costos de producción asociados a la minería.

El proyecto también incluye una descripción detallada de las actividades de explotación actuales desarrolladas dentro del bloque 2N, y propone un diseño para optimizar el sistema de explotación, basándose en la metodología numérica de Nicholas y en un análisis multicriterio. Los resultados muestran la productividad diaria, el gasto de sustancia explosiva y el rendimiento Tn/hombre-turno del bloque 2N tanto actualmente como bajo la propuesta de optimización, así mismo se establece una comparativa técnico-económica entre los costos por metro de avance y por Tn de mineral extraído, tanto en las explotaciones actuales como en la propuesta de optimización.

En resumen, este trabajo de investigación está enfocado en buscar mejorar la eficiencia en la explotación del bloque 2N de la Mina Telma, considerando tanto los aspectos geológicos, geomecánicas, económicos y leyes minerales presentes, para de esta forma lograr una producción más eficiente y rentable.

Palabras clave: Sistemas de explotación, características geológicas y geomecánicas, análisis técnico económico.

Abstract

This project covers various crucial aspects of underground mining, including deposit geology, geomechanical characteristics of the rock mass, and exploitation systems. It also presents a technical and economic evaluation of the proposed optimization for the exploitation system of the 2N block. The topics addressed include topography, structural geology, geomechanical classifications, the underground mining cycle, and the production costs associated with mining.

Additionally, the project provides a detailed description of the current activities within the 2N block and proposes a design to optimize the exploitation system based and proposes a design to optimize the exploitation system based on Nichol's numerical methodology and a multi-criteria analysis. The results demonstrate the daily productivity of the 2N block both currently and under the proposed optimization. Furthermore, a technical-economic comparison is made between the costs per meter of advance and per ton of extracted mineral in both the current operations and the optimization proposal.

In summary, this research aims to improve the efficiency of the exploitation of the 2N block exploitation at the Telma Mine, considering both technical and economic aspects, as well as present ore grades, to achieve more efficient and profitable production.

Keywords: Exploitation systems, geological and geomechanical characteristics, technical - economic analysis

3. Introducción

El presente proyecto de titulación se focaliza en “La optimización del sistema de explotación subterráneo en la producción eficiente del bloque 2n mina Telma, ubicada en el cantón Portovelo, provincia de El Oro “es de vital importancia para maximizar la extracción de mineral aurífero y mejorar la rentabilidad de la mina. La minería subterránea es una actividad de gran relevancia económica en esta región, sin embargo, enfrenta numerosos desafíos técnicos y operativos que pueden afectar su viabilidad y sostenibilidad.

Este proyecto se enmarca en un contexto de creciente demanda de recursos minerales, lo que obliga a las empresas mineras a buscar constantemente formas más eficientes y sostenibles de operar. La minería subterránea en el Ecuador, y específicamente en la región de Portovelo, ha sido una actividad económica clave durante décadas. La mina Telma, ubicada en esta región, presenta características geológicas y estructurales que permiten la explotación de depósitos auríferos mediante métodos subterráneos. Sin embargo, para mantener la competitividad y la sostenibilidad, es crucial implementar mejoras en el sistema de explotación actual que permitan incrementar la productividad y reducir los costos operativos. El bloque 2N de la mina Telma ha sido identificado como una zona con potencial significativo para la extracción de mineral aurífero. No obstante, el sistema de explotación vigente presenta limitaciones que impiden alcanzar niveles óptimos de producción. Este proyecto se propone abordar estas limitaciones mediante la caracterización del sistema actual, el diseño de una propuesta de optimización y la evaluación técnica y económica de la viabilidad de esta propuesta.

El objetivo general del proyecto es optimizar el sistema de explotación subterráneo del bloque 2N de la mina Telma para permitir una mayor extracción de mineral aurífero. Los objetivos específicos incluyen caracterizar el sistema de explotación aplicado al bloque 2N de la mina Telma con el fin de identificar oportunidades de mejora, diseñar una propuesta de optimización del sistema de explotación del bloque 2N de la mina Telma, y evaluar técnica y económicamente la factibilidad de la propuesta de optimización del sistema de explotación aplicable al bloque 2N de la mina Telma. La metodología del proyecto se basará en una serie de etapas que incluyen la recopilación y análisis de datos geológicos y operativos, la identificación de puntos críticos en el sistema actual de explotación, y el desarrollo de modelos y simulaciones que permitan evaluar diferentes escenarios de optimización. Se emplearán técnicas avanzadas de perforación y voladura, así como herramientas de gestión de recursos y control de calidad para asegurar que las mejoras propuestas sean viables y sostenibles.

La optimización del sistema de explotación en la mina Telma no solo tiene implicaciones económicas, sino también sociales y ambientales. Mejorar la eficiencia operativa contribuirá a prolongar la vida útil de la mina, generando empleo y desarrollo económico en la región. Además, un sistema de explotación más eficiente puede reducir el impacto ambiental asociado a la actividad minera, alineándose con las políticas de sostenibilidad y responsabilidad social corporativa.

En resumen, este proyecto de optimización busca transformar el bloque 2N de la Mina Telma en un modelo de explotación eficiente y sostenible, capaz de responder a las demandas del mercado y contribuir al desarrollo económico local.

Objetivos

Objetivo General

Optimizar el sistema de explotación subterráneo del bloque 2N de la mina Telma que permita mayor extracción de mineral aurífero

Objetivos Específicos

- Caracterizar el sistema de explotación aplicado al Bloque 2N de la mina Telma con el fin de identificar oportunidades de mejoramiento.
- Diseñar una propuesta de optimización del sistema de explotación del bloque 2N de la mina Telma.
- Evaluar técnica y económicamente la factibilidad de la propuesta de optimización del sistema de explotación aplicable al bloque 2N de la mina Telma.

4. Marco Teórico

4.1. Geología

De acuerdo con Tarbuck & Lutgens (2005, pág. 2), la geología es la ciencia que busca comprender la formación del planeta Tierra mediante el estudio de su composición, estructura y los procesos que contribuyen en su formación, con el objetivo de comprender a fondo los mecanismos que operan tanto debajo como encima de la superficie terrestre.

4.1.1. Yacimiento Mineral

Un yacimiento mineral es aquella parte o región de la corteza terrestre, donde debido a procesos geológicos y la dinámica del planeta ha existido una acumulación anómala de materia mineral, cuyas características de cantidad y calidad permiten que su extracción sea factible tanto económica y ambientalmente.

4.1.2. Depósitos Hidrotermales

La mayoría de los yacimientos hidrotermales se originan a partir de fluidos calientes que contienen una alta concentración de metales, los cuales son residuos de procesos magmáticos en etapas avanzadas. Estos fluidos viajan por grietas, fracturas, fisuras y planos de estratificación, donde se enfrían y causan la precipitación de minerales metálicos, dando lugar a la formación de depósitos filonianos. Las reservas más rentables de oro, plata y mercurio suelen surgir como depósitos filonianos de origen hidrotermal. Durante el proceso de solidificación, los líquidos con diversos iones metálicos se acumulan cerca de la parte superior de la corteza terrestre y, debido a su capacidad de movimiento, estas soluciones ricas en iones pueden desplazarse a largas distancias antes de ser finalmente depositadas. (Tarbuck & Lutgens, 2005, pág. 613)

4.1.3. Yacimientos Hidrotermales Filonianos

Los yacimientos filonianos hidrotermales suelen contener metales preciosos como oro y plata, así como otros minerales valiosos. La formación de estos depósitos se asocia comúnmente con procesos geotérmicos y magmáticos en etapas tardías, donde los fluidos hidrotermales actúan como agentes transportadores de minerales desde las profundidades de la corteza terrestre hasta niveles más superficiales.

Los yacimientos filonianos tienen una forma tabular con dimensiones suficientemente grandes a lo largo de su rumbo y buzamiento localizándose a lo largo de los espacios que se generan por las zonas de cizalla y fracturamiento.

4.1.4. Yacimiento Epitermales

El ambiente epitermal, tal como lo indica su nombre se encuentra a escasa profundidad en referencia a la superficie terrestre y define la parte superior de los sistemas hidrotermales naturales; es así que Lindgren (1911) definió a estos depósitos como: depósitos metálicos formados cerca de la de superficie por fluidos hidrotermales y conectados genéticamente con rocas ígneas cuya temperatura de formación está en los rangos de 50 a ≈ 200 °C y a una profundidad no mayor a 1000 metros, y se caracterizan por contener minerales valiosos como el oro, plata, cobre y metales base como el plomo y zinc.

Los yacimientos epitermales suelen estar asociados a sistemas volcánicos activos o recientes, donde estos sistemas proporcionan la energía y fluidos necesarios para la formación de los depósitos. Estos yacimientos son típicos de rocas ricas en sílice como las riolitas y andesitas; y presentan minerales como el cuarzo, calcita, pirita, galena, esfalerita, arsenopirita, calcopirita y metales valiosos como el oro, plata, cobre, y zinc, donde la presencia de estos minerales puede variar de acuerdo a la composición química de los fluidos hidrotermales formadores y las condiciones geológicas locales.

4.1.5. Vetas

Son cuerpos de forma tabular, con dimensiones suficientemente grandes a lo largo de su rumbo y buzamiento, donde los contactos de las vetas con las rocas encajantes por lo general se encuentran bien definidos. Las dimensiones de los cuerpos vetiformes son variadas, desde unos pocos centímetros hasta algunos metros de potencia y desde algunos metros a kilómetros de longitud (Griem, 2020).

Estos cuerpos tabulares se originan a partir de procesos geológicos relacionados con la actividad volcánica (hidrotermal), donde soluciones calientes ricas en minerales disueltos (oro, plata, cobre...) se infiltran en grietas y fisuras de rocas preexistentes. Con el tiempo a medida que estas soluciones se enfrían, los minerales disueltos se precipitan y se acumulan en las grietas dando origen a la formación de las vetas.

4.2. Distrito Minero Zaruma- Portovelo

El distrito minero Zaruma-Portovelo, ubicado en la provincia de El Oro, Ecuador, es un centro minero de gran importancia histórica y económica, especialmente para la extracción de oro y otros metales preciosos procedentes de la explotación del sistema de vetas que dominan la zona.

Según Oliva y Ruiz (2017), la región está situada en la cordillera occidental del Ecuador, con rocas metamórficas del macizo Amotape-Tahuin al sur y rocas metamórficas y volcánicas del terreno Chaucha al norte. El basamento pre-Mesozoico del área corresponde al Complejo Metamórfico El Oro, que forma parte del Grupo Saraguro, siendo predominantemente volcánico calco-alcalino.

El sistema Zaruma-Portovelo está delimitado por dos fallas principales de rumbo NW: la Falla de Piñas-Portovelo y la Falla Puente Busa-Palestina. Las mineralizaciones se encuentran en vulcanitas intermedias a silíceas de la Unidad Portovelo, falladas contra rocas metamórficas al sur a lo largo del sistema de fallas Piñas-Portovelo.

La caracterización del terreno en superficie revela la presencia de cinco tipos principales de terrenos: depósitos y terrazas aluviales, depósitos coluviales, lavas riolíticas, lavas andesíticas y andesíticas-basálticas, así como brechas andesíticas y anfibolitas. Estos terrenos se clasifican en tres unidades geotécnicas distintas, cada una con características específicas en cuanto a suelos y rocas.

La tectónica y geología estructural de la región están influenciadas por el proceso de subducción de la Placa de Nazca bajo la Placa Sudamericana, lo cual se refleja en la presencia de sistemas de fallas como Piñas-Portovelo y Puente Buza-Palestina. En cuanto a la geomorfología, se determina por la presencia de relieves abruptos, valles aluviales y pendientes pronunciadas, lo que incrementa el riesgo de inestabilidad del terreno.

El sistema hidrográfico de la región está conformado por los ríos Calera y Amarillo, los cuales presentan un caudal promedio constante a lo largo de todo el año. En cuanto al sistema hidrogeológico, se caracteriza como un acuífero de tipo fisurado-libre-interior, con niveles freáticos que se sitúan a una profundidad promedio de 5 metros. Sin embargo, este sistema se ve afectado por la presencia de socavones, grietas y galerías mineras, lo que altera el flujo natural del agua.

4.3. Topografía

Según García (1994), constituye una disciplina aplicada dedicada a la determinación de las posiciones, ya sea relativas o absolutas, de puntos en la superficie terrestre. Esta tarea se realiza mediante la toma de medidas, haciendo uso de tres elementos espaciales fundamentales: dos distancias y una elevación. Alternativamente, se puede emplear una combinación de una distancia, una dirección y una elevación para lograr este propósito.

4.3.1. Topografía Subterránea

En el sector de la minería la topografía subterránea facilita la exploración y extracción de los recursos al proporcionar información detallada sobre la ubicación y calidad de los depósitos mineras, es decir, tiene por objetivos el definir geoméricamente el proyecto minero mediante el levantamiento de cada una de las labores realizadas, dimensionar los diferentes bloques y frentes de trabajo y con ello controlar y explotar adecuadamente los yacimientos minerales.

4.4. Geología Estructural

4.4.1. Estructuras Tectónicas

4.4.1.1 Fracturas. Este término de carácter general abarca tanto las roturas de rocas con desplazamiento relativo de bloques rocosos, conocidas como fallas, como aquellas que no presentan desplazamientos apreciables, denominadas diaclasas (**Tarbuck & Lutgens, 2005**).

4.4.1.2 Fallas. Una falla geológica se define como una fractura o ruptura en la corteza terrestre, donde se produce un desplazamiento entre los bloques rocosos, generando una discontinuidad o movimiento relativo entre ellos. Se identifican tres tipos principales de fallas: normales, inversas y de corrimiento o de rumbo. La clasificación se realiza en función del movimiento relativo de los bloques con respecto al plano de falla. (**Delanoy, 2010, pág. 21**).

4.4.1.3 Diaclasa. Se denomina diaclasa a una discontinuidad planar visible a escala macroscópica que separa dos cuerpos rocosos, y en la cual no se observa un movimiento de cizalla, es decir, no hay desplazamiento apreciable entre los bloques. Estas estructuras son el resultado de procesos internos de la Tierra, ya sean físicos, cinemáticos o químicos, que generan la separación de los cuerpos rocosos sin causar un movimiento relativo significativo entre ellos (**Griem, 2020**).

4.4.1.4 Pliegues. Los pliegues son deformaciones que se forman en las rocas cuando se encuentran en un estado plástico, presentando ondulaciones que pueden variar desde dimensiones de centímetros hasta cientos de kilómetros. Estas estructuras se originan principalmente en los bordes compresivos de las placas tectónicas, específicamente en las zonas de subducción, donde las fuerzas compresivas deforman las capas rocosas, dando lugar a estas ondulaciones en diversas escalas. (**Tarbuck & Lutgens, 2005**).

4.4.1.5 Tipos de esfuerzo. Según Tarbuck & Lutgens (2005, p. 285), se distinguen los siguientes tipos de esfuerzo:

- a) **Esfuerzo compresivo:** Se refiere a fuerzas que actúan en dirección opuesta a lo largo de una misma línea.
- b) **Esfuerzo tensional:** Resulta de fuerzas que actúan en direcciones opuestas a lo largo de una misma línea.
- c) **Esfuerzo de cizalla:** Es aquel en el cual las fuerzas actúan en direcciones paralelas, pero en sentidos opuestos.

Tipo de esfuerzo			Tipo de deformación	
Tension	Compresion	Cizalla		
				Indefornado
				Ducil
			Fragil	

Figura 1. Relación Esfuerzo-Deformación de los Materiales

Nota. Relación esfuerzo-deformación de los materiales. Obtenido de: (Braja, 1985)

4.5. Clasificaciones Geomecánicas Usadas en Minería

El propósito de los sistemas de clasificación de los macizos rocosos es evaluar cuantitativamente sus características para determinar su calidad. Para llevar a cabo una caracterización adecuada, es fundamental tener en cuenta los siguientes parámetros:

- Resistencia de la roca.
- Familias de discontinuidades
- Espaciado de las discontinuidades.
- Hidrogeología -Presencia de agua.
- Tensiones in situ, naturales o inducidas.
- Alteraciones producidas en el macizo rocoso.

4.5.1. Utilidades y limitaciones

Braja (1985) señala que los sistemas de clasificación de macizos rocosos tienen diversas aplicaciones y limitaciones al utilizarse para determinar las propiedades de las discontinuidades.

Utilidades

- Comportamiento de un macizo rocoso ante una obra.
- Mejora metodológica de los estudios.
- División de los macizos en grupos de comportamiento similar.
- Información cuantitativa para modelos analíticos.

Limitaciones

- Extrapolación de datos no representativos.
- Aplicación a obras poco contrastadas.
- Alternancia de rocas débiles y consistentes.
- Materiales expansivos, solubles o muy colapsables.
- Campos tensionales internos o inducidos, importantes.
- Obras subterráneas con grandes luces.

4.6. Matriz Rocosa

Según Vallejo (2002), la matriz rocosa se define como el material rocoso que encuentra exento de discontinuidades, o los bloques de roca sana que quedan entre ellas. Aunque se considera continua, la matriz rocosa exhibe un comportamiento heterogéneo y anisotrópico y desde el punto de vista mecánico, se caracteriza por su peso específico, resistencia y deformabilidad.

4.6.1. Macizo Rocoso

Según la descripción de Jiménez (2012), el macizo rocoso se define como la combinación de la matriz rocosa (roca sana) y las discontinuidades, caracterizadas por su naturaleza heterogénea, comportamiento discontinuo y típicamente anisotrópico. Estas características son el resultado de la presencia de los planos de discontinuidad, los cuales influyen en el comportamiento geomecánico del macizo rocoso.

4.6.2. Discontinuidades

“Las discontinuidades, abarcan superficies de estratificación, juntas, fallas, diques, entre otras, y se definen como alteraciones que modifican la continuidad de los bloques rocosos e

impactan en las condiciones de resistencia, permeabilidad y durabilidad de la roca.” (González, 1995)

4.6.2.1. Propiedades de las Discontinuidades

Orientación: Se refiere a la posición espacial de los planos de debilidad, como juntas, diaclasas, fallas y estratificación, caracterizadas por su rumbo y buzamiento

Espaciado: La anchura de bloque se define como la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes y se delimita entre los bloques de roca intacta.

Continuidad o Persistencia: Extensión en el área de una discontinuidad, una mayor persistencia indica una mayor estabilidad de la masa rocosa, mientras que una menor persistencia reduce la estabilidad.

Rugosidad: es la irregularidad de la superficie de una discontinuidad.

Abertura: espacio entre las paredes rocosas de una discontinuidad, cuando esta no tiene relleno.

Relleno: Los materiales que se encuentran dentro de una discontinuidad se conocen como "relleno de la discontinuidad". Este relleno suele ser más suave en comparación con el macizo rocoso circundante. La presencia de este material en las discontinuidades puede afectar la resistencia y la estabilidad de la masa rocosa, ya que la dureza y las propiedades mecánicas del relleno pueden ser diferentes a las del macizo rocoso circundante.

4.6.3. Clasificación de Deere (*Indicé de calidad RQD*)

La clasificación de Deere, según Oyanguren & Monge (2004), se fundamenta en el concepto de RQD (Rock Quality Designation), desarrollado por Deere a finales de los años 60 (1967). Este parámetro proporciona información sobre la calidad del macizo rocoso in situ, evaluando el grado de fracturación mediante técnicas de sondeos y considerando la dirección de los mismos (pág. 145).

El RQD clásico consiste en cuantificar la calidad del macizo rocoso con base en la longitud de los testigos recuperados en perforaciones con un diámetro mínimo de 54 mm, cuya expresión queda definida de la siguiente manera:

$$RQD = \frac{\text{Longitud Recuperada en piezas} \geq 0.1m}{\text{Longitud Sondeo}} * 100\%$$

Durante la implementación de esta clasificación geomecánica, es fundamental ejercer precaución respecto a la calidad del macizo obtenida. Esto se debe a que la perforación puede

verse afectada por diversos factores, como la mecánica del sondeo y la manera en que se ejecuta, los cuales podrían ocasionar roturas en el testigo.

Sin embargo, cuando no se dispone de testigos, otras maneras de calcular el RQD es mediante la utilización del índice volumétrico de juntas (J_v), es decir, la densidad de discontinuidades por metro cúbico:

$$RQD = 110 - 3.3J_v$$

4.6.4. Clasificación de Bieniawski (RMR)

El RMR de Bieniawski determina la calidad del macizo rocoso mediante zonas delimitadas por discontinuidades geológicas en las cuales a la estructura geológica es homogénea, y hace uso de seis parámetros del terreno según Lapresta (2014):

- La resistencia a compresión simple del material.
- El RQD.
- Orientaron de las discontinuidades
- El espaciamiento de las discontinuidades.
- El estado de las discontinuidades.
- Condiciones hidrogeológicas

Tabla 1
Puntuaciones de los Parámetros del RMR

1	Resistencia a la matriz rocosa (Mpa)	Ensayo de Carga Puntual	>10	10-4	4-2	2-1	Compresion simple (Mpa)		
		Compresion simple	< 250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1
Puntuación			15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	6	3		
3	Separación entre Diaclasas		>2m	0.6-2m	0.2-0.6m	0.06-0.2m	<0.06m		
	Puntuación		20	15	10	8	8		
4	Estado de Discontinuidades	Longitud Discontinuidad	<1m	1-3	3-10m	10-20m	>20m		
		Puntuación	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	>0.1mm	0.1-1mm	1-5mm	>5mm		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Ondulada	Suave		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5mm	Relleno duro >5mm	Relleno Blando <5mm	Relleno Blando >5mm		
		Puntuación	6	4	2	1	0		
		Alteración	Inalterada	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterado	Descompuesta		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
5	Agua Freática	Caudal por 10m Tunnel	Nulo	< 10 litros/min	10-25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min		
		Relación: Presión de agua/Tensión principal	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Estdo General	Seco	Lig. Húmedo	Húmedo	Goteando	Agua Fluyendo		
		Puntuación	15	10	7	4	0		
Corrección por Orientación de las Discontinuidades									
Dirección de Buzamiento		Muy Favorable	Favorable	Medias	Desfavorable	Muy Desfavorable			
Puntuación	Túneles	0	-2	-5	-10	-12			
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25			
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60			

Nota: Parámetros de Puntuación del RMR. Obtenido de: (Vallejo L. G., 2002)

En el cálculo del RMR, se suman las puntuaciones correspondientes a los valores de cada uno de los cinco parámetros. El resultado está en un rango de 0 a 100, siendo mayor a

medida que la calidad de la roca mejora. Bieniawski clasifica las rocas en cinco tipos o clases según el valor del RMR_{89} :

Clase	RMR	Descripción
Clase I	$RMR > 80$	Roca muy Buena
Clase II	$80 < RMR < 60$	Roca Buena
Clase III	$60 < RMR < 40$	Roca Media
Clase IV	$40 < RMR < 20$	Roca Mala
Clase V	$RMR < 20$	Roca Muy Mala

Sin embargo, Tamames & Bieniawski (2020), mencionan al RMR_{14} como una versión mejorada y actualizada del RMR_{89} , donde se incorporan nuevos parámetros y factores, así como ajustes en los criterios de evaluación para reflejar mejor las condiciones del macizo rocoso.

De esta forma la correlación entre el RMR_{89} y el RMR_{14} se desarrolla mediante la siguiente ecuación:

$$RMR_{14} = 1.1 RMR_{89} + 2$$

4.6.5. Clasificación de Barton

Según Piqueras (2008), la clasificación Q fue concebida por Barton, Lien y Lunde en 1974 a través de un estudio empírico que abarcó un extenso número de túneles. Este sistema proporciona una estimación de parámetros geotécnicos del macizo rocoso y facilita el diseño de medidas de sostenimiento para túneles y cavernas subterráneas. El índice Q se fundamenta en seis parámetros que describen el tamaño de los bloques, la resistencia al corte entre los bloques y la influencia del estado tensional:

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

- **RQD**: Índice de calidad de la roca
- **J_n**: Índice de diaclasado, indicación del grado de fracturación del macizo rocoso
- **J_r**: Rugosidad de las juntas
- **J_a**: Alteración de las discontinuidades
- **J_w**: Coeficiente reductor por la presencia de agua
- **SRF**: Estado tensional del macizo rocoso

4.6.6. *Propiedades Físicas*

Las propiedades físicas son aquellas que controlan el comportamiento y características resistentes y deformacionales de la matriz rocosa y son el resultado de los procesos geológicos y tectónicos a lo largo de millones de años.

- **Porosidad:** Se refiere a la cantidad de espacios vacíos (poros) que puede contener la roca, conocido también como espacio intersticial entre grano y grano de roca.
- **Densidad:** Es la relación entre la masa por unidad de volumen de la roca y puede variar según el tipo de materiales que conforman la roca.
- **Dureza:** Hace referencia a la resistencia que opone la roca a ser rayada o deformada por otro material y se mide mediante la escala de Mohs.
- **Permeabilidad:** Capacidad que posee la roca para permitir el paso de fluidos a través de sus poros interconectados.

4.6.7. *Propiedades Mecánicas*

Las propiedades mecánicas nos describen el comportamiento de la roca bajo el accionar de fuerzas externas, permitiendo de esta manera comprender la resistencia y deformación de la roca en diversas condiciones.

- **Resistencia a la compresión simple:** Corresponde al esfuerzo máximo que la roca puede soportar a compresión uniaxial, esta se determina sobre una probeta cilíndrica o sobre cubos en el laboratorio y mediante el accionar de prensas hidráulicas.

$$\sigma_c \frac{F_c}{A} = \frac{\text{Fuerza compresiva aplicada}}{\text{Área o Sección}}$$

- **Resistencia a la tracción:** Indica la resistencia de la roca para resistir fuerzas que tienden a separarlas, es decir, la capacidad que posee la roca al ser sometida a fuerzas de tensión, esta propiedad se determina en laboratorio mediante el ensayo brasilero.
- **Resistencia al corte o Cizalla:** Hace referencia a la capacidad que posee la roca para resistir fuerzas que actúan en direcciones paralelas, pero en sentido opuesto; y se determina mediante el ensayo de corte directo.

4.7. **Minería**

“La minería es una actividad económica que consiste en la extracción y aprovechamiento de los minerales y otros recursos naturales presentes en la superficie terrestre con el propósito de obtener beneficios comerciales” (Banco Central del Ecuador, 2014).

Esta actividad desempeña un papel crucial en la economía mundial, proporcionando materias primas para la industria, la construcción, la energía y fabricación de productos diversos, sin embargo, la minería también puede ocasionar impactos ambientales, sociales y económicos significativos, por tal motivo resulta indispensable gestionarla de manera responsable y sostenible.

4.7.1. Minería Subterránea

La minería subterránea se aplica a un determinado yacimiento cuando este se encuentra cubierto por grandes cantidades de material estéril, o debido a su forma, ubicación, leyes minerales y dimensiones su extracción mediante métodos a cielo abierto es económicamente inviable.

Este método implica la construcción de labores mineras en la roca para tener acceso a las zonas mineralizadas. Se establecen labores de producción, carga y transporte, las cuales podrían ser horizontales, verticales o inclinadas, dando lugar a socavones, galerías, piques, rampas o chimeneas. Estas estructuras definen diferentes espacios que permiten fragmentar, cargar y transportar el material de interior mina a superficie (Portal Minero S.A., 2006, pág. 55).

4.7.2. Método Minero

El diseño de una mina abarca diversos aspectos y objetivos, entre los que se destaca la elección del método de explotación y la determinación de las dimensiones geométricas de la mina, así como la definición del ritmo anual de producción y la ley de corte, junto con la secuencia de extracción, entre otros elementos. De acuerdo con Herbert (2006), el método minero se concibe como un proceso iterativo en términos temporales y espaciales. Este enfoque posibilita la explotación de un yacimiento mediante la implementación de sistemas, procesos y maquinaria que operan de manera ordenada, repetitiva y rutinaria (pág. 4).

4.7.3. Selección del Sistema de Explotación

La elección de los sistemas de extracción en la minería representa uno de los desafíos desde tiempo de antaño y ha sido objeto de un extenso estudio en la literatura científica. El análisis más relevante en este contexto se remonta a uno de los esquemas cualitativos de clasificación diseñado para la selección de métodos extractivos.

Para determinar el sistema de explotación diversos autores han planteado diferentes metodologías para determinar el sistema de explotación, las cuales evalúan tanto las propiedades físicas y geológicas del yacimiento mineral como las condiciones geotécnicas de

la roca circundante y la zona de mena; entre estas metodologías podemos mencionar las siguientes:

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

5.7.4. Sistema Numérico de Nicholas

El sistema numérico de Nicholas (1981) se ha diseñado como una metodología integral para la clasificación detallada de la geometría, características y distribución de los minerales dentro de un yacimiento. Este sistema se compone de varios parámetros fundamentales, que abarcan desde la geometría del yacimiento hasta las condiciones y propiedades geomecánicas, junto con los costos operativos asociados, todo ello con un enfoque centrado en evaluar la viabilidad técnica y económica del proyecto.

Por lo tanto, dicho método proporciona una herramienta eficaz para la descripción precisa de aspectos y características propias del yacimiento, de esta forma:

Un valor de 1 y 2 sugiere que una característica es probablemente adecuada a este sistema de explotación, mientras que un valor de 3 y 4 indica que las características son óptimas para el sistema de explotación, por otro lado, una puntuación de 0 señala que las características no favorecen el sistema de explotación y finalmente un valor de -49 revela que el sistema de explotación es considerado inviable a las características dadas. Esto permite un análisis exhaustivo de la factibilidad del desarrollo minero, donde cada aspecto se evalúa cuidadosamente para tomar decisiones informadas y estratégicas.

4.7.4. Cálculo de Reservas Mineras

La selección del método para el cálculo de reservas depende de las características del yacimiento, de esta manera la estimación de reservas permite tener mayor conocimiento sobre la zona de estudio ya que permite definir las toneladas de mineral útil presentes y de igual manera de la morfología del yacimiento.

De esta manera, el cálculo de reservas se basa en la cubicación del cuerpo mineral para determinar la cantidad y calidad de material extraíble de un determinado bloque o tajo de explotación. Los métodos para el cálculo de reservas son:

- **Método de los perfiles:** este método es aplicable para cuerpos mineralizados, más o menos cuyas irregularidades, que han sido investigadas mediante sondeos (loggeo geológico), permiten establecer cortes o perfiles.

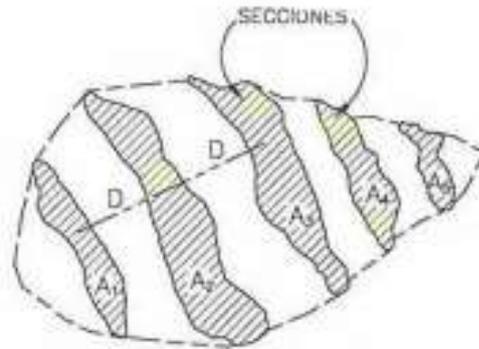


Figura 2. Método de los Perfiles

Nota. Método de Perfiles Obtenido de: (Bustillo & Lopez, 1997)

- **Método de los Polígonos:** dentro de este método cada muestra tiene un área de influencia, en la cual teóricamente el depósito permanece con las mismas características en calidad y cantidad de mineral.



Figura 3. Método de los Polígonos

Nota. Método de Polígonos. Obtenido de: (Bustillo & Lopez, 1997)

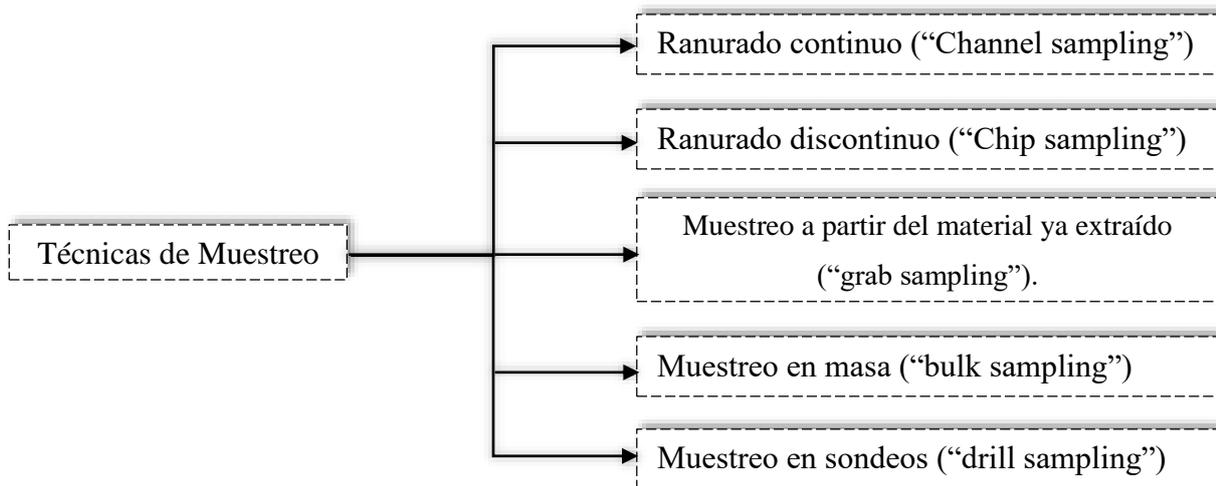
- **Método de Bloques:** este método consiste en dividir el depósito en bloques tridimensionales iguales, siendo estas unidades de exploración que luego se convertirán en unidades de explotación, las dimensiones de cada bloque están en dependencia de la variabilidad de leyes, continuidad geológica, geomecánica, influenciadas directamente por las campañas de exploración y sondajes.



Figura 4. Método de Bloques

Nota. Método de Bloques. Obtenido de: (Bustillo & Lopez, 1997)

4.7.4.1. Muestreo. Representa el conjunto de operaciones que permiten la adquisición de una muestra representativa proveniente del conjunto de un material de mayor volumen y que puede ser analizada mediante técnicas de laboratorio, de tal manera que puedan estudiarse las características del depósito.



4.7.5. Sistemas de Explotación Subterráneos

La minería subterránea es la técnica de extracción de minerales que se lleva a cabo por debajo de la superficie terrestre, mediante la utilización de diversas labores mineras como lo son: galerías, piques, chimeneas, cruceros y rampas para poder acceder al cuerpo mineral; es decir, en contraste con la minería a cielo abierto que implica la extracción de recursos minerales desde la superficie, la minería subterránea se realiza en aquellos yacimientos que están ubicados a profundidades tales que no son económicamente ni ambientalmente explotables desde la superficie.

4.7.5.1. Cámaras y Pilares

Es un sistema de explotación utilizado para yacimiento que presentan un ángulo de inclinación de entre 30° y 40° , y consiste esencialmente en excavar el cuerpo mineralizado dejando pilares que permiten sostener el techo de material estéril. Los pilares pueden construirse de manera circular, rectangular, cuadrada o de manera irregular pero distribuidos de tal manera que permitan la estabilidad de las cámaras y tajos, de esta forma, las dimensiones de los pilares se pueden determinar por comparación entre la resistencia y la tensión vertical media.

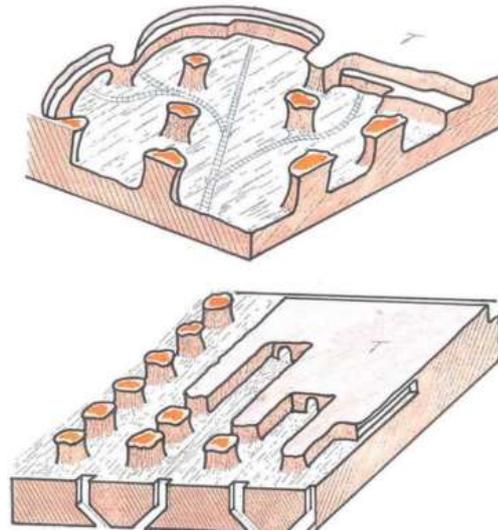


Figura 5. Sistema de Explotación por Cámaras y Pilares

Nota: Explotación por Cámaras y Pilares. Obtenido de: (Henbert, 2020)

4.7.5.2. Corte y Relleno (Cut and fill)

Dentro de este sistema de explotación, se lleva a cabo en yacimientos con buzamientos mayores a 50° , donde tanto el mineral como la roca encajante presentan competencia. Este sistema consiste principalmente en la extracción del mineral mediante el corte en tajadas horizontales, comenzando desde la base del yacimiento y progresando hacia la superficie. Una vez que se ha detonado toda la sección, el mineral fragmentado se carga y extrae por completo del tajo. Posteriormente, el espacio vacío resultante se rellena con material estéril proveniente de las labores de desarrollo de la mina y del propio tajo, con el fin de proporcionar soporte a las paredes del mismo y crear una plataforma estable mientras se procede a la extracción de la siguiente rebanada.

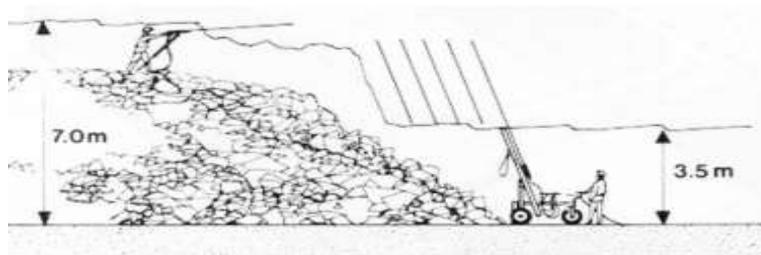


Figura 6. Sistema de Explotación por Corte y Relleno
Nota: Explotación por Corte y Relleno. Obtenido de: (Henbert, 2020)

4.7.5.3. Hundimiento por Subniveles

Por lo general, se emplea en depósitos de gran tamaño con cuerpos verticales masivos y un alto buzamiento, ya sea en yacimientos verticales/semiverticales (con un buzamiento superior a 60°) o en yacimientos horizontales de gran espesor. Los minerales adecuados para este método de explotación son aquellos de resistencia media, quebradizos y bien estructurados.

Este enfoque se destaca por sus ritmos de producción elevados, la perforación independiente de la carga, una dilución que varía de media a alta (entre el 10% y el 35%) y un alto grado de recuperación (entre el 80% y el 90%). Aunque es un sistema moderadamente flexible, cabe destacar que puede ocasionar fenómenos de subsidencia en la superficie.

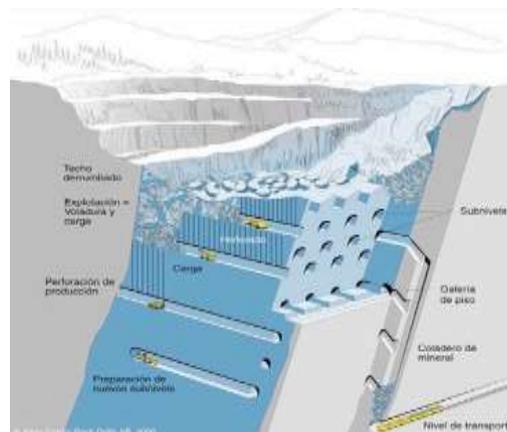


Figura 7. Sistema de Explotación Hundimiento por Subniveles
Nota: Explotación por Hundimiento por Subniveles. Obtenido de: (Henbert, 2020)

4.7.5.4. Hundimiento por Bloques

Este sistema de explotación es ideal para cuerpos masivos e irregulares de grandes dimensiones de baja ley, como lo son los yacimientos tipo pórfido cuprífero. Las características que debe presentar el cuerpo mineral son que: presente buzamientos mayores a 60° , de gran potencia y que tanto la roca encajante y mineral sean fácilmente fragmentados.

El método de explotación mencionado implica la subdivisión del depósito mineral en bloques rectangulares, los cuales son fracturados individualmente siguiendo una secuencia específica mediante el uso de explosivos colocados en su base. De este modo, cada bloque se fragmenta y los fragmentos son extraídos desde la parte inferior a través del nivel de producción. Posteriormente, son transportados a través de piques y/o galerías hasta el nivel de transporte, donde se llevan al proceso de chancado. (Henbert, 2020, pág. 125)

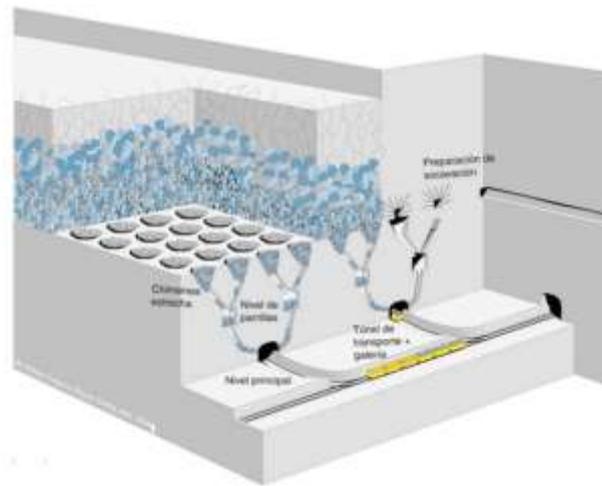


Figura 8. Sistema de Explotación Hundimiento por Bloques
Nota: Explotación por Hundimiento por Bloques. Obtenido de: (Henbert, 2020)

4.7.6. Labores Mineras Subterráneas

Se define como labores mineras a los ahuecamientos de diversas formas que deben ser creados para establecer la conexión o enlace entre el criadero o yacimiento y la superficie. Estas labores tienen como objetivo dividir el yacimiento en secciones de forma y tamaño racionalizado, permitiendo la extracción sistemática, segura y económica del mineral (Herbert, 2017, pág. 8).

4.7.6.1. Labores de Acceso

Las labores de acceso son aquellas que establecen la comunicación entre el yacimiento mineral y la superficie, facilitando el ingreso del personal y de los insumos. Estas labores tienen una vida útil relativamente prolongada.

- **Socavón:** Labor horizontal que comunica el cuerpo mineral con la superficie y está destinada para accesos y trabajo.
- **Pique:** Un acceso vertical de sección limitada dirigido hacia abajo, alejándose de la veta y alcanzando considerables profundidades, puede tener origen en la superficie o en un

nivel o galería. Este tipo de acceso se utiliza para la extracción del mineral, así como para el transporte de materiales y personal.

- **Galería:** Son excavaciones horizontales que no tienen salida directa a la superficie y se destinan a actividades de carga, acarreo, transporte y circulación del personal, insumos y servicios
- **Crucero:** Labor semejante a la galería, con dirección hacia la veta, su función es conectar o cortar la zona mineralizada.
- **Rampa:** Labor de acceso a los frentes o bloques de explotación, sirve para el transporte del mineral o estéril y pueden ser del tipo zigzag, espiral o la combinación de ambos

4.7.7. Labores de Preparación

Las labores de preparación son aquellas excavaciones que se desarrollan dentro del cuerpo mineralizado con el objetivo de facilitar la explotación adecuada del recurso mineral.

- **Chimenea:** Corresponde a la labor vertical construida en sentido ascendente a partir de una galería o de un subnivel.
- **Tolva subterránea o chute:** Apertura en el fondo de una cámara o en el frente de explotación, por donde se conduce el material extraído.
- **Subnivel:** Se trata de un nivel o horizonte de trabajo ubicado entre los niveles principales de trabajo, para facilitar extracción en un frente de explotación. Se distinguen por no estar conectados a una labor de acceso.

4.7.8. Labores auxiliares

4.7.8.1. Alumbrado

De acuerdo con Ramos (2015), la iluminación se define como la cantidad de luz requerida para que un operario pueda llevar a cabo su trabajo sin esfuerzo ni fatiga visual, garantizando su seguridad. La necesidad de iluminación depende principalmente del tipo de trabajo a realizar y de la precisión requerida en las tareas. Se destaca que, en el contexto de la minería, la iluminación no desempeña un papel estético, sino más bien una función funcional y precisa (pág. 8).

4.7.8.2. Drenaje

El drenaje, también conocido como desagüe en el contexto minero, tiene como objetivo principal mantener las condiciones de trabajo al minimizar la presencia de agua que circula en los frentes o áreas operativas. Este proceso busca, en su mayoría, reutilizar el agua para fines

industriales o liberarla al ambiente sin causar alteraciones significativas en los cuerpos de agua receptores.

4.8. Ciclo de Minado Subterráneo

4.8.1. Perforación

La etapa del proceso de extracción minera a la que se hace referencia a garantizar la ruta para acceder al mineral. Su objetivo es abrir huecos cilíndricos, conocidos como taladros, en la roca mediante sistemas de perforación, ya sean estos percusivos, rotativos o roto-percusivos. La distribución geométrica de los taladros en el macizo rocoso facilitará la fragmentación adecuada de la roca y/o mineral.

4.8.2. Voladura

La voladura es una operación que implica cargar adecuadamente los taladros con material explosivo y luego detonarlo con el objetivo de fragmentar la roca o el mineral. Por lo tanto, es crucial que la detonación se inicie de manera correcta para asegurar el encendido de un conjunto de taladros en un orden específico.

Según Bernaola, Gómez y Herbert (2013), en el ámbito de la minería, las sustancias explosivas más comúnmente utilizadas son la dinamita, los anfos, los hidrogeles y las emulsiones. Cada explosivo contiene una composición específica y definida dependiendo de su tipo, es decir, características distintas que les confieren aplicaciones diferentes en función de las necesidades particulares de la voladura (págs.98-104).

4.8.2.1. Diseño de la Malla Perforación y Voladura. La fragmentación del mineral se ve directamente afectada por el trazado de la malla de perforación, así como por la densidad de carga explosiva y la secuencia de iniciación, junto con otros parámetros relevantes. Estos elementos, en su conjunto, son meticulosamente determinados mediante un análisis basado en la experiencia acumulada y las teorías establecidas en el campo. Por consiguiente, resulta evidente que los principales factores que inciden en el diseño de una malla de perforación y voladura comprenden:

- **Tipo de Roca:** La dureza y la resistencia de la roca influyen en la selección del tipo de perforación y en la distribución de los barrenos en la malla. Rocas más duras pueden requerir una mayor densidad de perforación.

- **Tipo de Explosivo:** La elección del tipo y cantidad de explosivo utilizado impacta en la distribución de los barrenos y en el diseño de la voladura. Diferentes explosivos tienen características específicas de fragmentación y energía liberada.
- **Orientación de las Fisuras:** La orientación de las fracturas o fisuras en la roca puede influir en la dirección y el ángulo de los barrenos para optimizar la fragmentación.
- **Densidad de Perforación:** La cantidad de barrenos y su distribución en la malla se determinan por la densidad de perforación, que a su vez está influenciada por la resistencia de la roca y otros factores geotécnicos.
- **Espaciado y Ángulo de Perforación:** La distancia entre barrenos y el ángulo de perforación son cruciales para lograr una fragmentación eficiente y controlada.

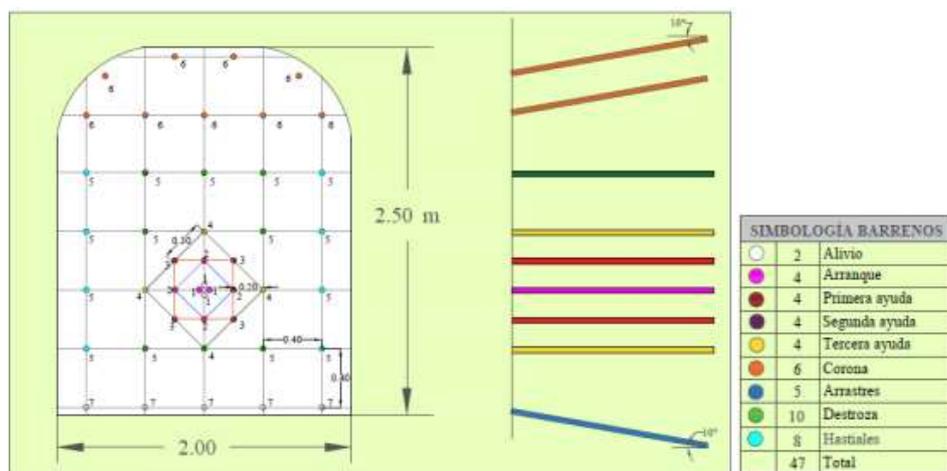


Figura 9. Malla de Perforación y Voladura

Nota: Malla de perforación y Voladura. Obtenido de: (Bustillo & Lopez, 1997)

4.8.3. Ventilación

La ventilación en las operaciones mineras se refiere al proceso de hacer circular un flujo de aire considerado necesario para crear condiciones óptimas de trabajo. Este proceso busca generar un ambiente de trabajo agradable, limpio y libre de gases tóxicos, tanto de las explosiones como de las formaciones geológicas. Se distinguen dos tipos de ventilación: la natural, que ocurre sin la utilización de equipos mecánicos, y la ventilación auxiliar, que resulta de la implementación de equipos mecánicos o industriales, como ventiladores.

4.8.4. Desate y Limpieza

El término conocido como desate de roca, se refiere a la acción de desprender la roca suelta del frente volado, ya sea en el techo o en los hastiales, mediante una varilla metálica (Departamento de Seguridad Minera Gobierno de Chile, 2010, pág. 5).

4.8.5. Carga y Acarreo

La operación a la que se hace referencia tiene como objetivo evacuar el mineral y el estéril generados en el frente de trabajo, después de haber llevado a cabo las operaciones de ventilación y saneamiento. Esta tarea puede realizarse de forma manual, mediante la intervención directa de los trabajadores, o mediante la implementación de equipos mecánicos.

4.8.6. Sostenimiento

El objetivo del sostenimiento en minería es asistir a la roca en la recuperación de su capacidad de soporte, que puede perderse debido a la perforación y voladura. Entre los materiales comúnmente utilizados para el sostenimiento en las labores mineras se encuentran: pernos de anclaje, cables de acero, malla electro-soldada, cerchas, hormigón lanzado y vigas de madera. Estos elementos contribuyen a mantener la estabilidad de las excavaciones subterráneas y a prevenir posibles colapsos. (Millán, 2018, pág. 9)

4.9. Costos Minería

Para determinar los costos dentro de una actividad minera es necesario conocer cada uno de los elementos que influyen en su realización. Los costos dentro de la minería se dividen en directos e indirectos, de esta manera los costos directos son aquellos que influyen directamente sobre la actividad, en comparación de los indirectos que dependen de la amortización, depreciación y de fijos tangibles e intangibles del material.

Dentro del análisis de los costos al realizar una diferente labor minera podemos analizar las siguientes variables:

- Mano de obra directa
- Materia prima
- Equipos de Seguridad
- Maquinaria
- Herramienta menor
- Costos indirectos

4.9.1. CAPEX, Valor Actual Neto (VAN) y la Tasa Interna de Retorno (TIR)

CAPEX: se refiere a la inversión de capital necesaria para adquirir, construir o mejorar los activos físicos de una empresa, de esta forma, dentro del contexto minero esto hace referencia a la compra de equipos, maquinaria, construcción de infraestructura minera e insumos varios, es decir, abarca aquellos gastos de capital necesarios para iniciar o expandir las operaciones mineras.

Por otro lado, el VAN y el TIR son dos herramientas financieras fundamentales que se utilizan para evaluar la viabilidad económica de un proyecto minero. Ambos indicadores están relacionados con el análisis de flujo de efectivo a lo largo del tiempo.

Valor Actual Neto (VAN): es una medida financiera que indica la rentabilidad de un proyecto al calcular el valor presente de los flujos de efectivo futuros descontados a una tasa de descuento específica.

En el contexto minero, el VAN se utiliza para determinar si los ingresos generados por la extracción y procesamiento de minerales superan los costos asociados con la operación y la inversión inicial; siendo aquí que por regla general cuando el VAN es positivo el proyecto es considerado económicamente viable.

Tasa Interna de Retorno (TIR): Tasa de descuento que hace que el VAN sea igual a cero, es decir, es la tasa de rendimiento que iguala los flujos de efectivo entrantes y salientes del proyecto.

En la minería, el TIR se utiliza para evaluar la rentabilidad relativa de un proyecto, de esta forma un TIR que supere la tasa de descuento mínima requerida donde indica que es financieramente viable; y se compara la TIR con la tasa de descuento o costo de oportunidad para tomar decisiones sobre la aceptabilidad del proyecto.

4.10. Planificación Minera

Hace referencia a aquella actividad que influye directamente en las actividades de conversión, producción y comercialización, con el propósito de obtener los productos necesarios de manera oportuna, en ubicaciones específicas y a precios adecuados. En general esta actividad se clasifica en función del tiempo, del espacio de trabajo, de la calidad y cantidad de recurso extraíbles y de los costos netos de producto de la extracción.

5 Metodología

5.1. Materiales

Para dar el cumplimiento a cada uno de los objetivos planteados en el presente proyecto se utilizó materiales, equipos y softwares que se detallan en la siguiente tabla

Tabla 2:

Materiales, Equipos y Software

<i>Materiales de campo</i>	<i>Materiales de Laboratorio</i>	<i>Materiales de oficina</i>
GPS	Picnómetro	ArcGIS 10.5
Distanciómetro	Balanza	Google Earth
Brújula	Microscopio	AutoCAD 2022
Cinta métrica	Estufa	AutoCAD Civil 3D
Esclerómetro		Paquete Office
Fundas de muestra		Alos Palsar
Libreta de campo		
Esferográficos y marcadores		
EPP		
Flexómetro		
Tablero		
Peine de Barton		
Cámara fotográfica		
Martillo geológico		
Spray		
Hojas de papel milimetrado		
Hoja geológica y topográfica del Distrito minero Zaruma-Portovelo		
Esc: 1: 50 000		

5.2. Zona de Estudio

5.2.1. Ubicación

La infraestructura de ingreso a la mina Telma se circunscribe sobre el área de concesión minera La Cocha con código catastral 2015, área en la cual su promotor y titular minero mantiene una servidumbre de tránsito de 700 metros debidamente autorizada para comunicar con los frentes de explotación minera que se desarrollan en el área la Bomba de Pacchapamba.

La concesión minera la Bomba de Pacchapamba Unificada con código catastral 526 se ubica en la provincia de El Oro, cantón Portovelo, contando con una superficie de 23.74 hectáreas explotables bajo el régimen de pequeña minería cuyas coordenadas de ubicación se presentan en la tabla 3. La zona de estudio (bloque 2N) se circunscribe dentro de la concesión minera Bomba de Pacchapamba Unificada y cuenta con una superficie de 1Ha (Ver Figura 10)

Tabla 3

Coordenadas de la concesión minera Bomba de Pacchapamba

UTM/PSAD56/17S					
Punto	X	Y	PUNTO	X	Y
Pp	653841	9591126	6	654125	9590625
1	654141	9591125	7	653877	9590625
2	654141	9590936	8	653877	9590736
3	654340	9590935	9	653742	9590736
4	654340	9590534	10	653742	9590825
5	654125	9590534	11	653842	9590825

Nota: Tomada del Catastro Minero (2020)

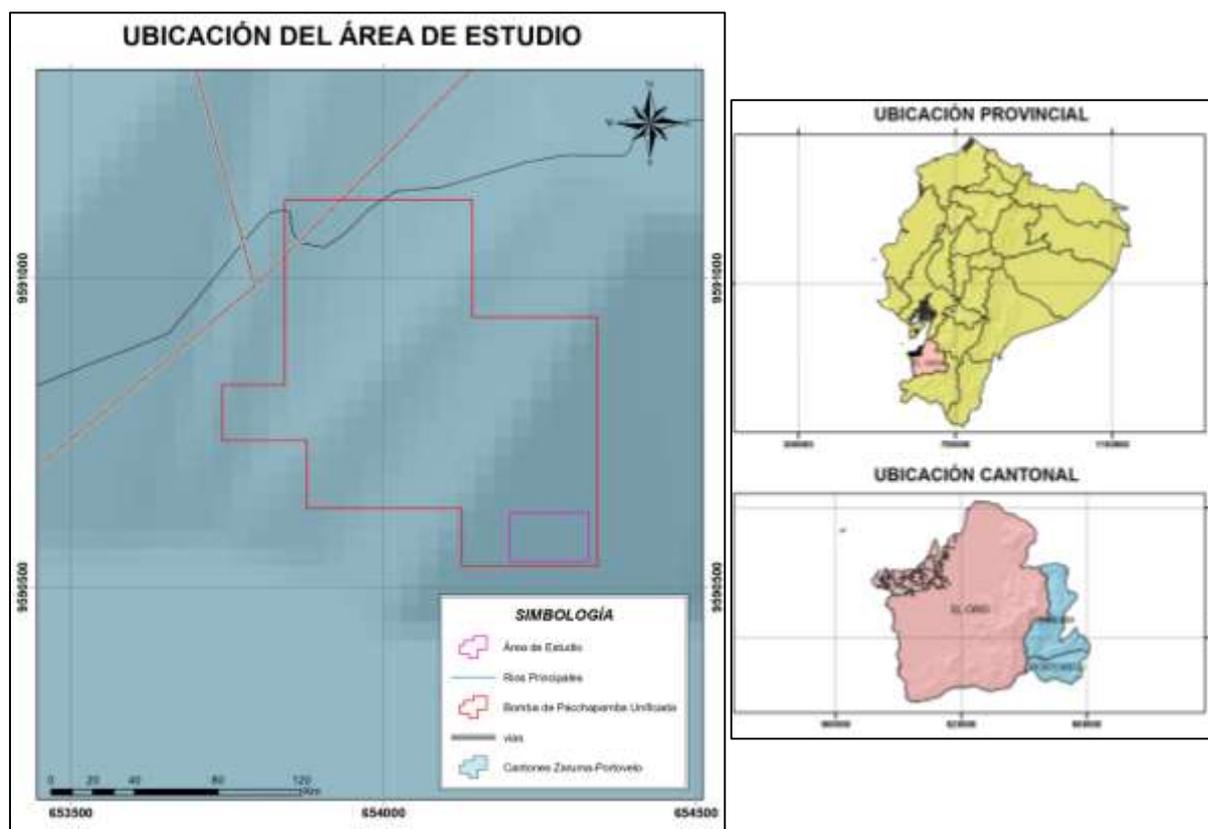


Figura 10. *Ubicación del Área de Estudio.*

En el anexo 1 se encuentra el: mapa de ubicación geográfica del área de estudio a escala 1: 5 000

5.2.2. Acceso

Desde la ciudad de Quito, partiendo por la vía de primer orden la Trocal de la Costa/E25 una distancia de 600 km hasta la ciudad de Portovelo, en la cual se toma una vía de tercer orden hacia el nor-este que llega hacia la concesión minera La Cocha, con un recorrido total de 603km.



Figura 11. Acceso al Área de estudio desde la Capital

Nota: Acceso al Área Minera La Cocha. Obtenido de: Google Maps (2024)

También se lo puede realizar desde la ciudad de Loja, partiendo desde el terminal terrestre Reina del Cisne se toma la vía Panamericana, siguiendo la troncal de la sierra E35, con dirección Chinchas-Portovelo, y en vía de segundo orden una distancia de 64.5 km hasta llegar a la ciudad de Portovelo; en la cual se toma una vía de tercer orden hacia el nor-este que llega hacia la concesión minera La Cocha, con un recorrido total de 128 km

Tabla 4

Tiempos y rutas de Acceso al Área de Estudio

Ruta	Distancia	Tiempo
Loja-Las Chinchas	60.5 km	1h 1 min
Las Chinchas-Portovelo	64.5 km	2h 09 min
Portovelo-Concesión Minera La Cocha	3 km	0h 10 min



Figura 12. Acceso al Área de Estudio desde Loja

Nota: Acceso al Área Minera La Cocha. Obtenido de: Google Maps (2024)

5.2.3. Geología Regional

La zona de estudio se encuentra localizada en el Distrito Minero Zaruma- Portovelo, al Suroeste de la cordillera Occidental, en una secuencia de rocas volcánicas calco-alcalinas y volcano-sedimentos, pertenecientes al grupo al Grupo Saraguro, formadas en el Eoceno-Mioceno según Dunkley y Gaibor (1997) que yacen sobre las rocas del complejo metamórfico de El Oro.

Para Bonilla (2009), el Grupo Saraguro se caracteriza por tener tobas de composición riolítica a dacítica que varían en su tamaño de grano, comprendiendo así tobas de grano grueso, tobas de cristales (fenocristales) y brechas. El Grupo Saraguro se encuentra conformado por cinco formaciones que son: Formación Las Trancas, Formación Plancharumi, Formación La Fortuna, Formación Jubones, Formación la Paz y Unidad Portovelo. En esta última formación, específicamente dentro de la Serie Portovelo se desarrolla la mineralización del depósito mineral dentro de una secuencia de tobas, brechas y lavas de composición andesítica que varía desde 1km a 3 km.

Unidad Portovelo (Pv). Conformada por lavas andesíticas masivas porfidíticas a basaltos andesíticos y tobas de cristales intermedios; a pesar de su composición dominante de andesitas, también se incluyen tobas de composición dacítica a riolítica con intercalaciones sedimentarias de pizarras y cherts en menor cantidad, donde las rocas de tipo volcánico andesítico muestran alteración propilítica generalizada de bajo nivel a epidota, calcita y clorita.

Las rocas de esta unidad sobreyacen a las rocas del Complejo Metamórfico El Oro, este contacto se limita por la Falla Piñas- Portovelo (Bonilla, 2009); y se encuentra integrada de Este a Oeste por tres series que son : Serie Muluncay, Serie Portovelo y Serie Faique.

Serie Muluncay: constituye la base de la Serie Portovelo y está representada por brechas volcánicas, tobas y flujos de composición andesítica e ignibritas. Bonilla (2009), estos volcánicos son descubiertos al este de Zaruma especialmente en las declinaciones de Minas Nuevas y Huertas y en los declives del río Amarillo al noroeste de Portovelo.

Serie Portovelo: Bonilla (2009), indica que está formado por lavas andesíticas con horblenda y lavas basálticas con orientaciones Noroeste-Suroeste buzando aproximadamente 35°-40° al SW. Esta serie se constituye por una masa de andesitas porfiríticas; siendo estas responsables de albergar la mineralización en forma de vetas del Distrito Minero Zaruma-Portovelo.

Serie Faique: se encuentra constituida por rocas volcánicas iguales a las descritas en la Serie Muluncay, pero con un mayor contenido en tobas y menor contenido en lavas andesíticas, además este miembro alberga diques riolíticos, intrusiones de composición diorítica a granodiorítica y stocks que afloran en los poblados de Zaruma y Portovelo (Bonilla, 2009).

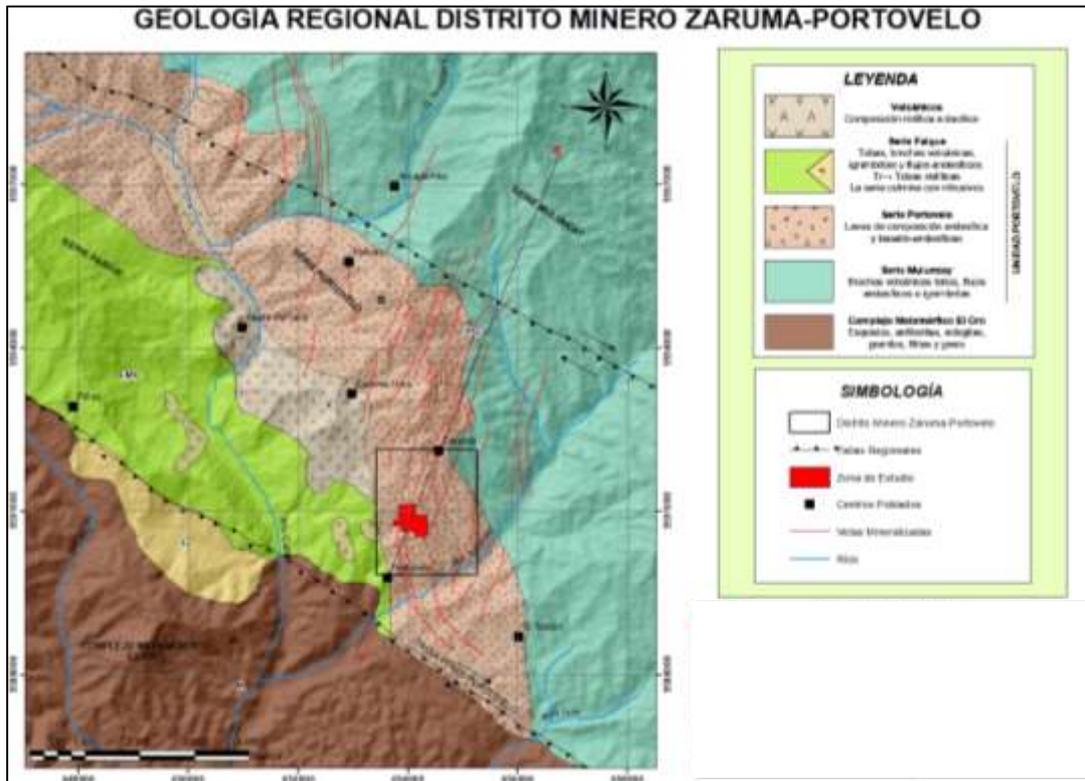


Figura 13. Formaciones geológicas del Distrito Minero Zaruma-Portovelo.

Nota: Geología del Distrito Minero Zaruma-Portovelo. Obtenido de: (Bonilla, 2009)



Figura 14. Corte geológico SW-NE (A-B)

Nota: Corte Geológico SW-NE (A-B). Obtenido de: (Bonilla, 2009)

En el anexo 2 se encuentra el Mapa Geológico del Distrito Minero Zaruma-Portovelo a escala 1: 50 000

5.3. Metodología General del Proyecto

El método que se utilizó para el cumplimiento de cada uno de los objetivos planteados se sintetiza en tres etapas que son:

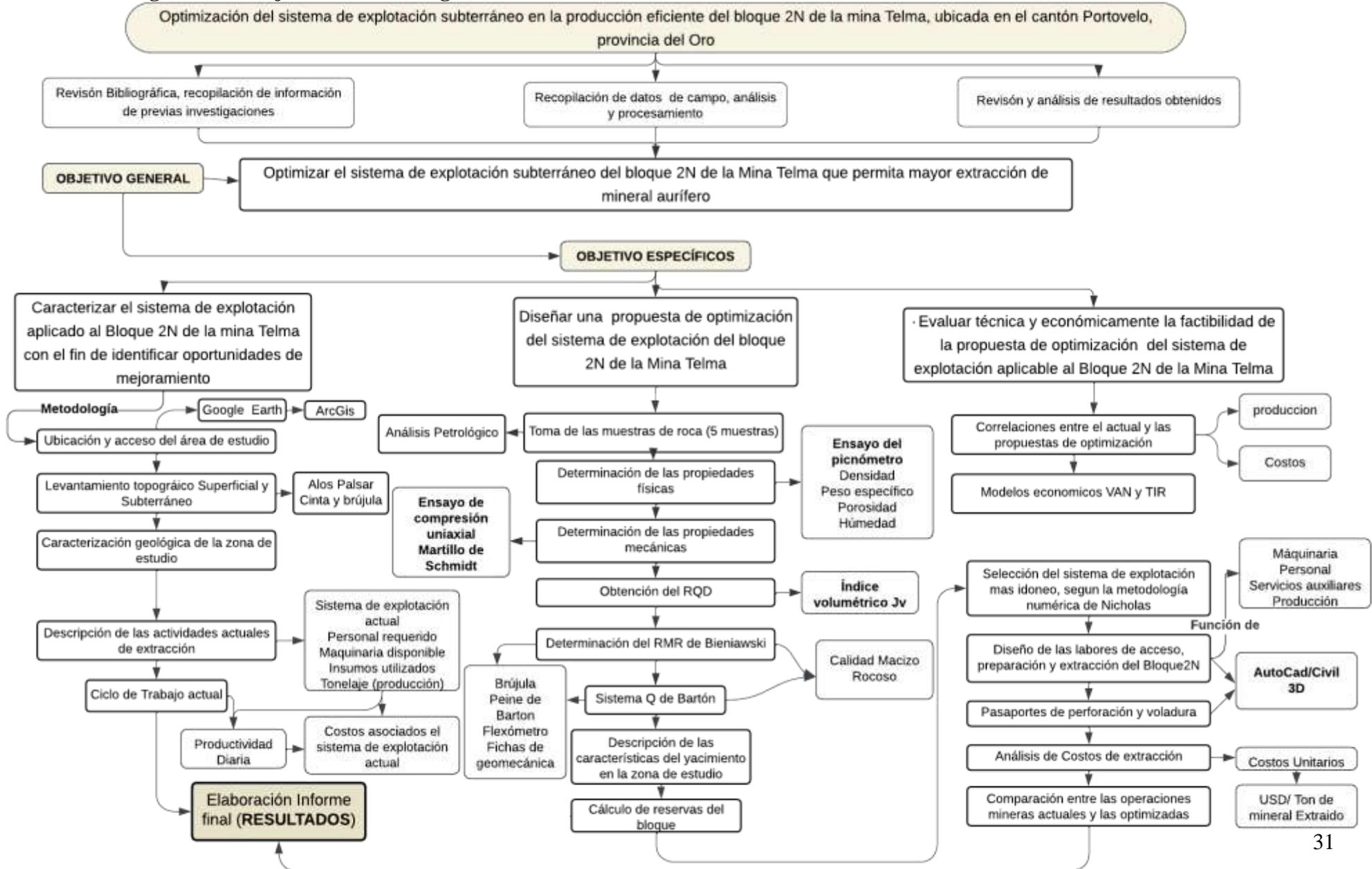
Fase de campo: Consistió en la observación y descripción directa del área de estudio; de la que se realizó la actualización de la base topográfica superficial y subterránea, para sobre esta plotear la caracterización o descripción geológica (levantamiento geológico subterráneo); en igual forma se realizó la descripción del sistema de explotación actual aplicado en el desarrollo del bloque 2N y del cual se describió producción, ciclo de perforación y voladura, dimensionamiento de labores, maquinaria, equipos e insumos utilizados en el proceso de extracción y transporte, fortificación y sostenimiento, ventilación, alumbrado y drenaje.

In-situ se realizó la toma de muestras de roca y menas mineralizadas para su caracterización geomecánica, petrográfica y mineralógica, en laboratorio, en igual forma la toma de datos estructurales (elementos de yacencia) de vetas, fallas, diaclasas y fracturas características del bloque objetivo de estudio.

Fase laboratorio: en esta fase se utilizó los laboratorios de la carrera de Ingeniería en Minas de la Universidad Nacional de Loja (UNL), donde se determinó las propiedades físico-mecánicas de las muestras recolectadas en la fase de campo y que corresponden a la determinación de los ensayos de: peso específico, densidad y resistencia a la compresión uniaxial.

Fase de oficina: Con la información obtenida en las etapas anteriores; tanto en la revisión de literatura, información procedente de campo y los resultados obtenidos en los diferentes ensayos de laboratorio, se realizó el diseño de la propuesta de optimización del sistema de explotación subterránea aplicado al bloque 2N de la mina Telma donde también se definió la alternativa de viabilidad económica de dicha propuesta.

5.4. Diagrama de Flujo de la Metodología



5.4.1. Metodología para el primer Objetivo: Caracterizar el sistema de explotación actual del Bloque 2N de la mina Telma con el propósito de identificar oportunidades de mejoramiento.

5.4.1.1. Levantamiento topográfico superficial y subterráneo. El levantamiento topográfico tanto superficial como interior mina se realizó a partir de la base topográfica otorgada por el departamento de “Geología y Mina” de la empresa; información levantada mediante estación total.



Figura 15. Levantamiento topográfico en la concesión minera.

Por otro lado, en interior mina; el levantamiento de aquellas labores que por sus condiciones propias son de difícil acceso con estación total se realizó su levantamiento con el uso de cinta, distanciómetro y brújula.



Figura 16. Levantamiento interior mina de labores de difícil acceso.

Estos datos topográficos fueron procesados mediante el software Office Excel 2010, para luego ser exportados hacia el programa AutoCAD 2019, donde se realizó la elaboración del mapa topográfico superficial a escala 1:4 000 y del mapa topográfico interior mina a escala 1: 2 500, mediante el sistema de referencia datum UTM/PSAD 56.

5.4.1.2. Levantamiento geológico. Se realizó el levantamiento geológico tanto en superficie como en subterráneo con la finalidad de obtener las condiciones geológicas existentes en el área de estudio, esto mediante la metodología impuesta por el Instituto de Investigación Geológico y Energético (IIGE) en el año de 2017.

Tabla 5.

Metodología impuesta por el IIGE para elaborar mapas geológicos

Paso	Descripción
1. Recolección de información previa	Revisión de estudios, y datos geológicos ya existentes de la zona de estudio
2. Trabajo de campo	Observaciones directas, toma de muestras
3. Análisis de laboratorio	Pruebas en muestra de roca representativas- identificación de tipo de roca y composición.
4. Elaboración del mapa preliminar	Representación de las unidades litológicas, estructuras y contactos en un mapa base
5. Revisiones y correcciones	Revisiones por parte del director del proyecto y ajustes en caso necesario
6. Mapa Final	Disponibilidad del mapa final para uso público e institucional.

De esta forma, el levantamiento geológico superficial consistió en el recorrido por la concesión minera Bomba de Pacchapamba y en la descripción de cinco afloramientos encontrados en la zona de estudio, mediante el uso las fichas de campo expuestas en figura 17.

En las fichas se realizó la identificación y descripción in situ de cada una de las litologías y estructuras presentes, coordenadas GPS, elementos de yacencia y datos relacionados a la hidrología, como también se tomó muestras de roca representativas para la descripción macroscópica mediante el diagrama de Streckeisen y el diagrama la estimación visual de porcentajes de Philpotts, información que se recolectó en las fichas expuestas en la figura 18.

CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA EN SUPERFICIE					
Responsable:					
Fecha:		Ubicación:			
Tipo	Fotografía				
Nombre roca:					
Color					
Mineralogía:					
Tipo de roca					
Grado de meteorización	Sana ()	Algo meteorizada ()	Moderadamente Meteorizada ()	Muy Meteorizado ()	Completamente Meteorizada ()
Descripción					

Figura 17. *Ficha de descripción de afloramientos*

Este levantamiento ayudó con la identificación de las condiciones geológicas de la zona de estudio y a su correlación con la hoja geológica Zaruma 2017, elaborando de esta forma la geología local de la zona de estudio a escala 1:4000

Para el levantamiento geológico subterráneo se estableció mediante la cinta métrica secciones cada 30 metros y cada cambio litológico, considerando zonas de mayor fracturamiento, como también la descripción de vetas, vetillas, fallas y demás estructuras encontradas con su respectivo rumbo y buzamiento con la ayuda de la brújula; además se realizó la toma y descripción macroscópica de diez muestras de roca mediante los diagramas de Streckeisen y Philpotts (figura 18 y 19), elaborando de esta forma la geología interior mina a escala 1:2 500.

Ficha de Descripción Petrográfica			
Muestra de Mano		Análisis Binocular	
Longitud:			
Latitud:			
Elevación:			
Color		Textura	
Composición	Matriz	Cristales	
	%	%	
Minerales	Nombre	Porcentaje	Características Distintivas
	Plagioclasas	%	
	Hornblenda	%	
	Piroxenos	%	
	Cuarzo	%	
	Pirita	%	
	Calcita	%	
	Otros	%	
Nombre de la Roca			

Figura 18. Ficha de descripción petrográfica

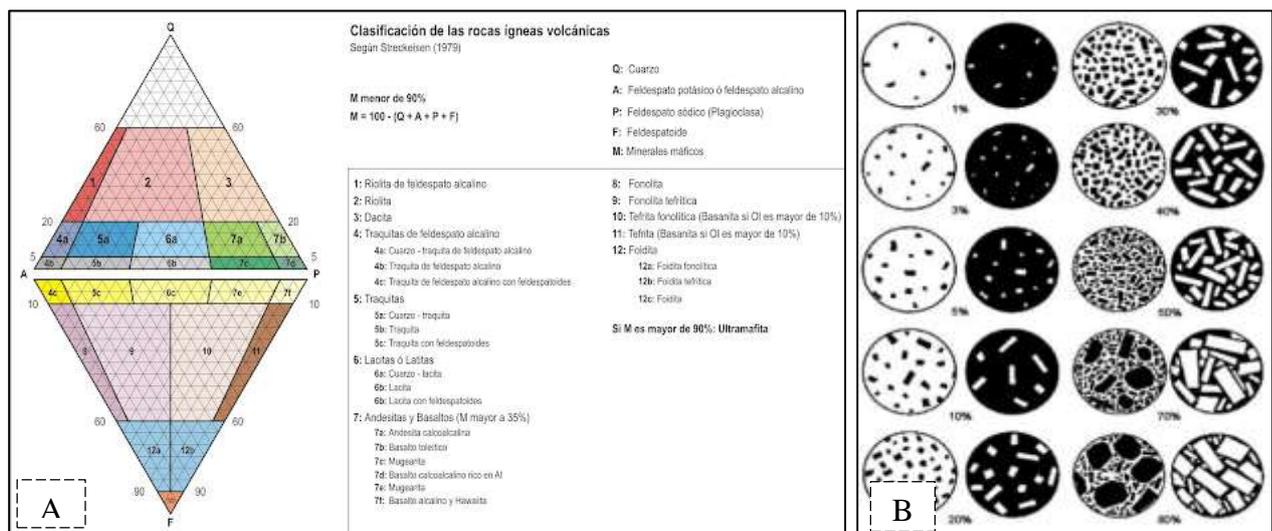


Figura 19. A) Diagrama de Streckeisen para rocas ígneas, B) Diagrama de estimación visual de porcentajes. Obtenido de Philpotts (1989)



Figura 20. Roca andesítica basáltica con mineralización de Sulfuros (Qz: cuarzo, Py: pirita, Ccp: Calcopirita, Px: Piroxenos).

5.4.1.3. Descripción de las actividades actuales. La descripción de las actividades que se realizan dentro del bloque 2N de la mina Telma se basaron en una minuciosa observación y recopilación de información *In-situ*, con la finalidad de caracterizar los siguientes aspectos:

- Sistema de explotación utilizado
- Parámetros de perforación y voladura.
- Labores auxiliares (ventilación, alumbrado y drenaje).
- Carga y Transporte de material.
- Tipo, forma y ubicación del yacimiento.

De esta manera, el campo minero se describió de manera visualmente para demostrar las condiciones y la forma de extracción del cuerpo mineral. La información recopilada se registró en las fichas expuestas en el anexo 21.

DESCRIPCIÓN DE LAS ACTIVIDADES ACTUALES				
Realizado por:				
Fecha:				
Coordenadas:	X:			Y:
Estado:				
Dimensiones de la galería	Alto:			Ancho:
Observaciones:				
Perforación				
Máquina de perforación:			Longitud de barrenos:	
Diámetro del barreno:	Nro. de taladros:	Perforaciones diarias:		
Personal Requerido:			Tiempo de perforación:	
Observaciones:				
Voladura				
Tipo de explosivo:				
Nro. de taladros cargados:				
Sistemas de iniciación:	Mecha Lenta	Cordón detonante	Eléctrico	Otros
Cantidad de explosivo por voladura:			Tiempo de carguo de S.E.:	
Personal requerido:				
Ventilación				
Tipo de ventilación	Natural			Mecánica
Tiempo de ventilación				

Saneamiento		
Instrumento	Longitud	
Características		
Carga		
Forma del carguo:		Nro. de vagones:
Capacidad de carga:	Cantidad de material extraído por turno:	
Personal requerido:		
Acarreo		
Forma de acarreo:		Destino:
Personal	Tiempo	
Iluminación		
Linternas de casco	Led	Eléctrica
Desagüe		
Natural	Bombas	Otros
Fortificación		
Madera	Hormigón	Otros
Observaciones:		
Metros de fortificación:		

Figura 21. Ficha de descripción de actividades actuales.

5.4.1.4. Productividad diaria. Para calcular la productividad actual del bloque 2N de la mina Telma se realizó mediante la expresión que relaciona el rendimiento real del trabajo y la carga horaria de trabajo, tal como lo menciona (Valencia, 2014):

$$P_d = \text{Rendimiento real del trabajo} * \text{carga horaria}$$

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

Dónde:

T_{ma} : Tonelaje de mineral arrancado

K_e : coeficiente de esponjamiento

h : número de horas en las que se realiza el trabajo

5.4.1.5. Duración del ciclo de trabajo. Se determinó la duración del ciclo de trabajo para el arranque del mineral dentro del bloque 2N de la mina Telma mediante ecuación impuesta por (Herbert, 2006):

$$T_c = T_1 + T_2 + T_3 + T_4 + T_5 + T_6$$

Donde:

- T_1 - tiempo de perforación, min
- T_2 - tiempo de carga del barreno con sustancia explosiva min
- T_3 - tiempo de ventilación min
- T_4 - tiempo desquinche (saneo) min
- T_5 - tiempo de carga min
- T_6 - tiempo para instalar la fortificación

5.4.2. Metodología para el segundo objetivo: Diseñar la propuesta de optimización del sistema de explotación del bloque 2N de la Mina Telma.

5.4.2.1. Determinación de las Propiedades físico-mecánicas. Las propiedades físico mecánicas de las muestras de roca obtenidas se las determinó en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Carrera de Ingeniería en Minas de la UNL, cuyos procedimientos se basaron en las normas ASTM D420, y en el manual de prácticas de laboratorio impuesto por Vázquez (2019, págs. 29-42).

Propiedades físicas de las muestras de roca

Peso específico: para determinar el peso específico se tomó una muestra de roca (caja y veta) y se la pesó con la balanza analítica, seguidamente se sumergió la muestra en agua en un vaso de precipitación durante un lapso de 24 horas, esto para la obtención del peso específico sumergido y de la masa saturada mediante el uso de la balanza analítica, y finalmente se secó la muestra en el horno a temperatura de 105°C, para obtener el peso seco de la muestra, y se aplicó la siguiente ecuación para su determinación

$$\rho_a = \frac{W_{seco}}{W_{saturado} - W_{sumergido}} * \rho_w$$

Wseco: Peso seco de la muestra

W saturado: Peso saturado

Wsumergido: Peso sumergido

ρw: Peso específico del agua



Figura 22. Procedimiento para determinar el Peso específico aparente

Peso específico real: para determinar el peso específico real se secó las muestras de roca a una temperatura de 105° C por un lapso de 12 horas, posteriormente se trituro las muestras de roca para que pasen por un tamiz de malla 200 o 75µm, seguidamente se obtuvo los pesos del picnómetro vacío y del picnómetro lleno de agua destilada como también el peso del mismo con 30 gr de muestra de roca (agua + roca), todo ello mediante el uso de la balanza analítica. Al culminar el proceso el peso específico real se calculó mediante la aplicación de la siguiente ecuación:

$$\rho_r = \frac{W_{Pulverizada}}{W_2 + W_{Pulverizada} - W_1} * \rho_w$$

W₂= Peso del picnómetro + agua [gr/cm³]

W₁= Peso del picnómetro + agua + muestra pulverizada [gr/cm³]



Figura 23. *Procedimiento para determinar el Peso Específico Real*

- **Propiedades mecánicas de las muestras de roca**

Cálculo de la compresión simple: Se realizó el ensayo a la compresión simple, donde se tomó como base las muestras de roca establecidas anteriormente, con la finalidad de cortarlas y adaptarlas a una forma cubica de 5 cm por arista.

Posteriormente, con el uso de la prensa hidráulica con un límite de rotura de 10 minutos, y como base una velocidad de carga de 0,5 a 1 MPa, se ensayó cada muestra obtenida y se comprobó la rotura con la fuerza por unidad de área mediante el uso de la siguiente expresión:

$$\sigma_c = \frac{\text{Fuerza aplicada}}{\text{Area o sección}}$$



Figura 24. *Ensayo de Compresión Uniaxial*

Tabla 7
Índice de calidad de roca RQD

RQD %	Calidad Roca	Clase
< 25	Muy malo	V
25-50	Malo	IV
59 a75	Regular	III
75 a 90	Bueno	II
>90	Excelente	I

Nota: Puntuaciones del RQD. Obtenido de: (Vallejo L. G., 2002)

Cálculo del RMR: Se determinó la clase de macizo rocoso presente dentro del bloque 2N de la mina Telma; para ello se realizó una valoración a cada parámetro en función de la información obtenida en campo, ensayo de compresión uniaxial y el RQD.

$$RMR_{89} = V_1 + V_2 + V_3 + V_4 + V_5$$

V1: Resistencia matriz rocosa
V2: RQD
V3: Separación de las discontinuidades
V4: Estado de las discontinuidades
V5: Presencia de Agua

Una vez obtenido el RMR₈₉, se estableció la correlación con el RMR₁₄ mediante la siguiente ecuación:

$$RMR_{14} = 1.1 RMR_{89} + 2$$

Cálculo del Q de Barton: Para el sistema Q se tomó como base los que seis parámetros en los que se toma en cuenta el tamaño de los bloques, resistencia al corte entre bloques, el estado tensional y densidad de las discontinuidades, y para su cálculo se empleó la siguiente expresión :

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

Jn= familias de diaclasas
Jr= Rugosidad de las diaclasas
Ja= Índice de alteración
Jw= Factor de reducción por agua en las diaclasas
SRF= Factor de reducción de tensiones SRF

5.4.2.3. Cálculo de Reservas. Este apartado se ejecutó sobre la base de información proporcionada por las campañas de muestreo de la empresa dentro del bloque 2N; cuyo proceso de muestro se desarrolla mediante un muestreo sistemático en canales a lo largo de la estructura mineralizada (cada 5 metros), donde los fragmentos y astillas de mineral fueron tomados perpendiculares a la veta y a lo largo de la potencia de la misma.



Figura 25. *Muestreo sistemático, homogenizado y cuarteo de la muestra*

De esta forma, para la evaluación de las reservas de bloque de estudio se consideró la altura, área y extensión del bloque como también la ley (gr/Tn) y potencia media de la zona mineralizada.

El tiempo de vida del bloque de explotación se calculó en base al formulismo impuesto por (Ramos, 2015):

- **Tiempo del Vida del Bloque**

Producción Mensual:

$$P_M = \text{Producción diaria} * \text{Dias Laborables}$$

Producción anual

$$P_A = \text{Producción mensual} * \text{meses laborables}$$

Tiempo de vida del Bloque

$$T_V = \frac{P_A}{P_M}$$

5.4.2.4. Plan de Implementación de la Optimización

Tabla 8

Plan de implementación de la optimización

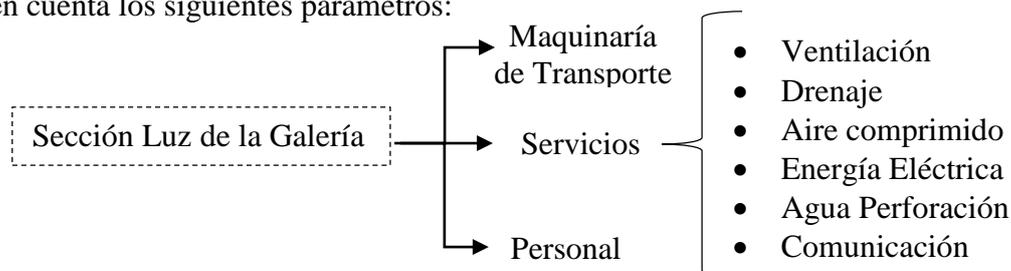
Fase	Acciones Clave
Análisis Inicial, Propuesta de optimización	Evaluar procesos operativos actuales. - Analizar datos de rendimiento y eficiencia. - Identificar áreas de oportunidad para la optimización. Objetivo 1 Describir las zonas/procesos mineros sujetos a optimización dentro del bloque 2N de la Mina Telma.
Diseño de la Propuesta de Optimización	Desarrollar estrategias específicas para mejorar la eficiencia en el sistema de explotación aplicado, que implicaría el dimensionamiento de labores mineras, mallas de perforación, disminución de los índices de dilución y consumo energético
Evaluación de Recursos y Tecnología	Determinar recursos financieros y de personal necesarios. Maquinaria y equipos necesarios
Análisis de Costos	Comparativa entre los costos actuales de explotación y de la optimización propuesta. Objetivo 3

5.4.2.5. Selección del Sistema lo explotación. Una vez establecida la geometría del yacimiento y las propiedades geomecánicas de la zona mineralizada y de la roca caja, se procedió a establecer el sistema de explotación que mejor se adapte a las condiciones del bloque 2N de la mina Telma; para tal propósito se utilizó la metodología numérica impuesta por Nicholas en 1981, la cual evalúa las condiciones geomecánicas y geológicas del yacimiento

De esta forma, para descartar entre los sistemas de explotación de mayor puntuación en la metodología numérica de Nicholas se realizó un análisis multicriterio de estos, estableciendo ventajas y desventajas de los mismos.

5.4.2.6. Infraestructura Necesaria para Sistema de Explotación Seleccionado. En base al sistema de explotación seleccionado se diseñó las labores mineras necesarias para llevar a cabo la preparación de los frentes de explotación.

a) **Galería de transporte:** Para el dimensionamiento de la galería de transporte se tomó en cuenta los siguientes parámetros:



De esta manera, la sección de la galería de transporte se calculó mediante las siguientes expresiones:

- **Ancho de la galería**

m: distancia entre el transporte y hastiales.

K: número de vías.

A: ancho del de transporte

$$B_o = m + K * A + p + n +$$

p: espacio entre medios de transporte

n: espacio de seguridad para el paso del personal

- **Altura de la galería**

$$H = \frac{B_o}{2} + 1.3$$

b) Chimeneas: El diseño de las chimeneas, se realizó en base a las propiedades físico mecánicas de la roca caja y mineral como también del tiempo de servicio de la misma, para ello se utilizaron las siguientes ecuaciones:

$$B = B_{BT} + D_{MV}$$

B: Ancho chimenea

B_{BT}: Ancho del buzón

D_{MV}: Tamaño paso personal

AC: Ancho canalón

$$B_{BT} = AC + Dp * Npb + Dt * Npb$$

Dp: Diámetro de los Puntales

Npb: Número paredes del buzón

Dt: diámetro tablones

c) Buzones: Los buzones de trasiego se diseñaron con el objetivo de evitar inconvenientes por atascamiento del material, y se diseñaron sobre la franja libre o de seguridad en la galería Valentina.

Cada una de estas labores necesarias para el desarrollo de la propuesta de optimización se las diseñó en el software AutoCAD 2019, mediante los parámetros geométricos calculados anteriormente.

5.4.2.7. Determinación del Ciclo de Trabajo. El ciclo de trabajo para el arranque del material se compone de las siguientes operaciones

a) Arranque: Se determinó el tipo de arranque del mineral siendo en este caso por perforación y voladura.

Perforación y voladura: se eligió el tipo de explosivo en base a las propiedades del macizo rocoso y se diseñó las mallas de perforación y voladura mediante la metodología

impuesta por López et al. (2003, cap.22), en lo cual se consideró, maquinaria, equipos e insumos como también la valorización del macizo rocoso y las propiedades de la roca pertenecientes al bloque 2N.

Las mallas de perforación y voladura se calcularon tanto para las chimeneas, galerías y las franjas de explotación, para lo cual se realizó mediante el formulismo descrito en el anexo 22.

b) Ventilación: el sistema de ventilación se diseñó en función del gasto de sustancia explosiva, maquinaria de combustión interna y la cantidad de personas que se desenvuelven en el frente de trabajo, donde el cálculo del caudal necesario se desarrolló mediante las ecuaciones impuestas por (Herrera, 2007)

Cantidad de aire según el Personal que Labora

Para determinar la cantidad de aire necesario para el personal dentro del bloque 2N se utilizó la siguiente ecuación:

$$Q_1 = f * n \left(\frac{m^3}{min} \right)$$

f = cantidad de aire necesario por persona en dependencia de la altura.

n = número de personal en servicio interior mina

Cantidad de aire de acuerdo al gasto de sustancia explosiva.:

a = formación de gases por el explosivo (0,04 m³ por Kg explosivo)

$$Q_2 = \frac{100 * a * A}{0.008 * f}$$

A = Cantidad de explosivo

f = tiempo de entre voladura y regreso al frente (40 min)

Caudal de aire total:

$$Q_T = Q_1 + Q_2$$

Caudal de aire según las fugas:

$$Q_{Fugas} = 15\% * Q_T$$

Caudal real de aire a utilizar:

$$Q_{real} = Q_{Fugas} + Q_T$$

c) Saneamiento: Se estableció los equipos necesarios para el saneamiento de las rocas sueltas como también la técnica correcta para realizar dicha actividad.

d) Sostenimiento: El tipo de fortificación se determinó en función de las clasificaciones geomecánicas de Bieniawski y Barton, las cuales proponen diferentes tipos de fortificación en función a la valoración del macizo rocoso.

e) Carga y Transporte: Se determinó la forma de acarreo del material hacia superficie, el tipo de vagones utilizados, la capacidad, el número de vagones y viajes para la extracción del material extraído por turno de trabajo, para ello se hizo uso de las ecuaciones impuestas por (Crespo, 2007)

Volumen Extraído:

$$V_{Extraído} = Sección * L_{avance} + K_{esponjamiento}$$

Tonelaje por ciclo de trabajo:

$$Tonelaje = V_{Extraído} * \delta_{mineral} \left(\frac{ton}{m^3} \right)$$

Capacidad carga del vagón:

$$C = \frac{V_{vagon} * \delta_{mineral} * F_{C_{Lenado del vagon}}}{K_{esponjamiento}}$$

Número de Vagones:

$$N = \frac{Tonelaje}{Capacidad\ Carga}$$

Número de Viajes:

$$N = \frac{Tonelaje}{Capacidad\ Carga * Número\ Vagones}$$

f) Iluminación: El diseño del sistema de iluminación se determinó mediante el método de los lúmenes impuesto por (Herbert, 2017) que se relacionará con el diseño de las diferentes galerías y labores mineras.

$$\phi T = \frac{Em * S}{Cu * Cm}$$

Donde:

Em: Iluminancia deseada. Lux

S: Superficie. m²

Cu: Coeficiente de utilización

Cm: Mantenimiento

Número de luminarias

$$N = \frac{\phi T}{n * \phi L}$$

Donde:

ΦT : flujo luminoso total.

n = número de lámparas por luminaria.

ΦL : flujo luminoso de una lámpara

Distancia máxima entre luminarias

$$e = \frac{\text{Longitud Luminaria}}{N}$$

Altura de las luminarias y el techo

$$h = \text{Altura Total} - \text{altura del plano de trabajo al suelo}$$

g) Drenaje: El dimensionamiento de las cunetas de drenaje, se realizó en base al caudal de agua existente, para ello, la medición se realizó mediante el método volumétrico representado por la siguiente ecuación:

$$Q = \frac{\text{Volumen recipiente}}{\text{Tiempo de llenado}}; m^3/s$$

5.4.2.8. Productividad diaria del bloque 2N bajo la optimización. Luego de haber desarrollado las alternativas de optimización, la productividad del bloque 2N de la mina Telma se realizó mediante las expresiones impuestas por (Valencia, 2014) que relacionan el rendimiento real del trabajo y la carga horaria del mismo:

$$P_d = \text{Rendimiento real del trabajo} * \text{carga horaria}$$

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

Dónde:

T_{ma} : Tonelaje de mineral arrancado

K_e : coeficiente de esponjamiento

h : número de horas en las que se realiza el trabajo

Cantidad de material extraído a superficie: Se determinó en función del equipo de transporte utilizado mediante el uso de la siguiente expresión:

$$Cantidad_{extraída\ eq.} = \#vagones * \#viajes * (capacidad\ vagon * coef.llenado)$$

Índice de Trabajo: Se determinó en función de la producción diaria y la cantidad de personal necesario por turno de trabajo, para lo cual se hizo uso de la siguiente expresión:

$$Indice\ trabajo = \frac{P_d}{N_{pt} * N_t}$$

Dónde:

P_d : Producción diaria

N_{pt} : Personal por turno

N_t : Número de Turnos

Duración del ciclo de trabajo: El ciclo de trabajo para el arranque del mineral dentro del bloque 2N de la mina Telma se calculó mediante la utilización la ecuación impuesta por (Herbert, 2006):

$$T_c = T_1 + T_2 + T_3 + T_4 + T_5 + T_6$$

Donde:

T₁- tiempo de perforación, min

T₂- tiempo de carga del barreno con sustancia explosiva min

T₃- tiempo de ventilación min

T₄- tiempo desquinche min

T₅- tiempo de carga min

T₆- tiempo para instalar la fortificación

5.4.2.9. Comparativa entre las operaciones mineras actuales y las optimizadas. Se realizó la comparativa entre los sistemas de explotación y el sistema bajo la optimización con el fin de conocer la variabilidad entre las labores mineras y productividad diaria. se desarrolló mediante el uso de las siguientes tablas, las cuales se presentarán en la etapa de resultados con sus respectivos valores.

Tabla 9

Comparativo entre labores mineras

Labores	Actual		Optimizado	
	Longitud (m)	Sección (m)	Longitud (m)	Sección (m)
Galería Principal				
Chimenea Extracción				
Caminos (chimeneas)				
Subniveles				

Tabla 10

Parámetros del Sistema de Explotación

Parámetros del Sistema	Actual	Optimizado	Unidad
Productividad del tajo			Tn/Hombre-día.
Consumo de explosivo			Kg/Tn
Factores de Perforación			Tn/pp
Labores preparatorias			meses
Producción de labores preparatorias			%
Vida Útil del Bloque			Meses

5.4.3. Metodología para el tercer objetivo: Evaluar técnica y económicamente la factibilidad de la propuesta de optimización del sistema de explotación aplicable al Bloque 2N de la Mina Telma

5.4.3.1. Análisis Técnico- Económico. La evaluación técnica- económica se realizó mediante una comparación y análisis entre los costos optimizados de las operaciones mineras con aquellos costos que se desarrollan actualmente.

Con base a esta información se estableció ventajas y desventajas que posee el sistema de explotación optimizado frente al sistema que se ejecuta actualmente.

5.4.3.2. CAPEX. El capital necesario para la implementación del sistema de explotación optimizado se lo calculó mediante el uso de la información obtenida en el apartado de análisis técnico - económico y el uso de la siguiente expresión:

CAPEX = inversión en (desarrollo + maquinaria + infraestructura + otros gastos capital)

5.4.3.2. Cálculo del VAN y TIR

El valor del VAN, describe las ganancias o pérdidas financieras al realizar la propuesta de optimización, para de esta forma conocer la viabilidad de la misma; y se calculó mediante la siguiente ecuación:

$$VAN = -1 + \sum_{t=1}^n \frac{Ft}{(1 + k)^t}$$

Donde:

I: Inversión inicial \$

Ft: Flujos de caja anuales \$

K: Tasa de descuento%: es la tasa de descuento (%)

t: Año a que se calcula (adimensional)

n: Vida o tiempo de operación(adimensional).

Por otro lado, el TIR se calculó de igual manera a partir de la ecuación anterior haciendo uso del programa de office Excel 2010, este valor permite determinar a partir de qué año la inversión inicial será recuperada y se generan ganancias.

6. Resultados

6.1. Resultados del primer objetivo: Caracterizar el sistema de explotación aplicado al Bloque 2N.

Para cumplir con este propósito se desarrolló conforme sigue:

6.1.1. Topografía Superficial del Área Minera Bomba de Pacchapamba Unificada.

El Área Minera Bomba de Pacchapamba Unificada comprende una superficie de 23.74 hectáreas localizándose al sur del Distrito Minero Zaruma – Portovelo.

En la figura 26, se observa que las altitudes en el área de estudio varían entre los 900 y 1200 metros sobre el nivel del mar (msnm), donde la configuración fisiográfica incluye pendientes que varían de suaves a abruptas.

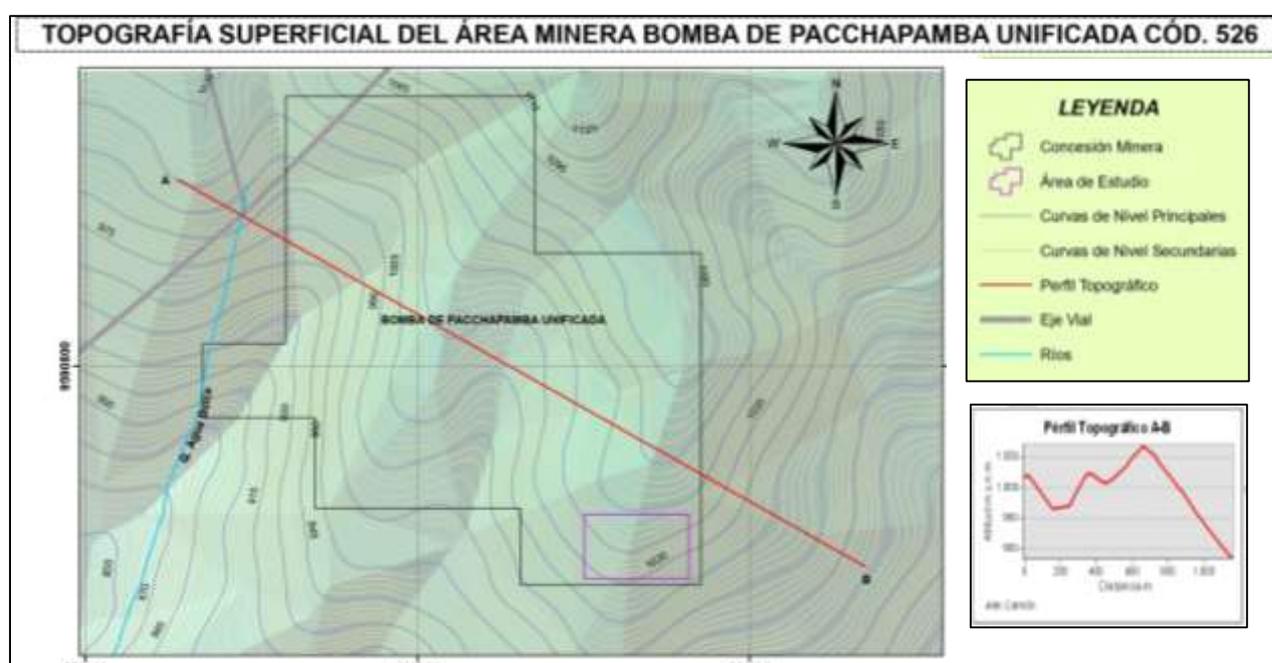


Figura 26. Mapa topográfico superficial del área minera Bomba de Pacchapamba Unificada

En el anexo 3 se encuentra el mapa topográfico superficial del área minera Bomba de Pacchapamba Unificada a escala 1:4 000.

6.1.2. Topografía Interior Mina del Proyecto Telma.

La bocamina de acceso a la mina Telma nace en el área de concesión minera La Cocha con código catastral 2015; en la que se mantiene una servidumbre de tránsito debidamente autorizada, pero los trabajos de explotación se desarrollan en el área minera Bomba de Pacchapamba Unificada con código catastral 526.

Sobre las proximidades al punto de coordenadas UTM/PASAD 56 X=655687.42, Y=9590527.46, y a una altitud de Z= 684 metros se referencia proyecto Telma, socavón construido en dirección preferencial N64°W, cuyos primeros 6 metros se encuentra hormigón como elemento de sostenimiento, seguidamente a los 38 metros, la dirección de excavación cambia hacia N49°W, y se mantiene por una longitud de 24 metros, posteriormente cambia a N52°W y se mantiene por una longitud de 135.5 metros, seguidamente la excavación se direcciona en N53°W y se extiende una longitud de 268 metros y finalmente se extiende una longitud de 250 metros en dirección N46°W; para de esta forma cortar la veta Valentina, en las coordenadas UTM/PASAD 56 X: 655184.12 Y: 9590922.07 Z: 689.74; lugar de emplazamiento del bloque de explotación 2N (ver figura 22).

El crucero de la estructura Valentina comunica el socavón principal con el bloque 2N, este sirve de transporte de material, insumos y de acceso a las labores de explotación de dicho bloque; esta labor minera mantiene una dirección S33°W y se extiende una longitud de 110 metros. Por otro lado, tanto el socavón principal y el crucero Valentina poseen una gradiente positiva ($\approx 1^\circ$) lo que permite drenar las aguas a superficie.

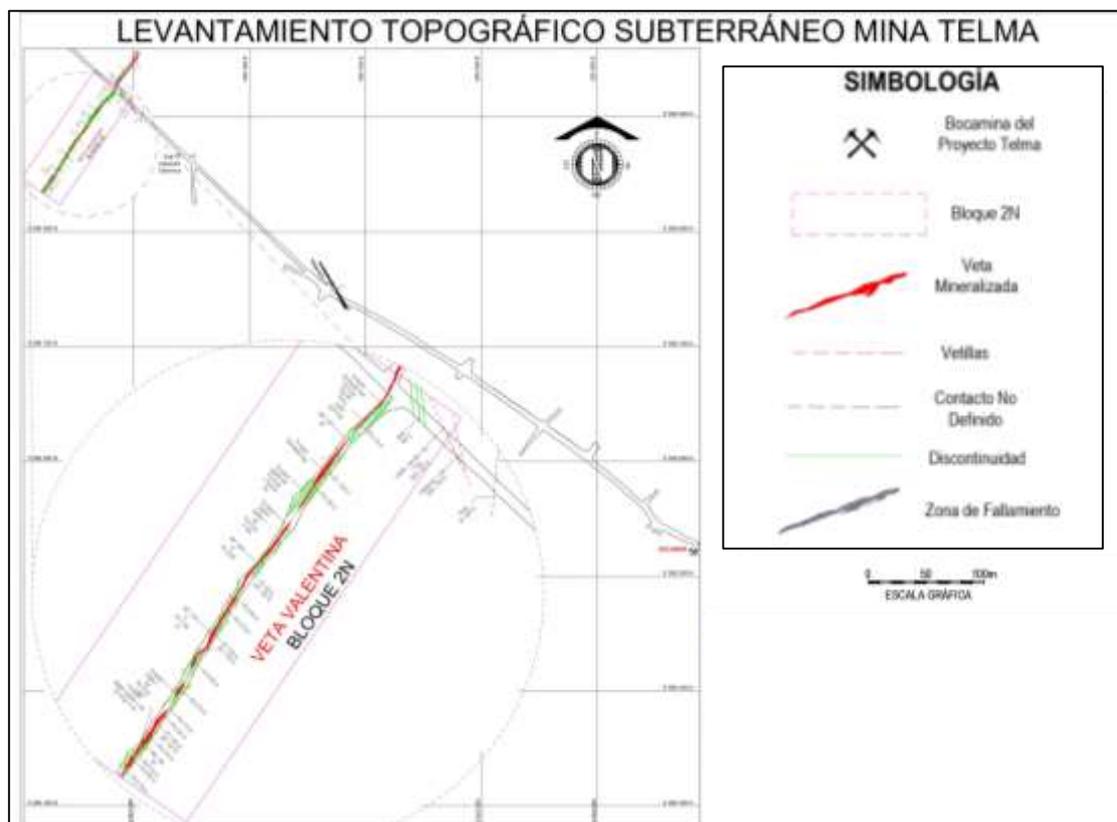


Figura 27. Topografía Interior Mina del Proyecto Telma (Bocamina-Bloque 2N)

En el anexo 4 se observa el mapa topográfico subterráneo de la mina Telma (Bocamina-Bloque 2N) a escala 1:2 500

6.1.3. Geología Superficial del Área Minera Bomba de Pacchapamba Unificada.

La figura 33 muestra que el Área Minera Bomba de Pacchapamba Unificada está formada por rocas volcánicas intermedias a silíceas de la reciente Unidad Portovelo, la cual no se encuentra en contacto con las rocas metamórficas del Sur y se superpone disconformemente sobre el Complejo Metamórfico el Oro.

La Unidad Portovelo se encuentra dominada por lavas andesíticas masivas, porfidíticas, basaltos andesíticos, brechas y tobas de cristales intermedios, además incluye tobas de composición riolítica a dacítica que poseen intercalaciones sedimentarias de pizarras y cherts. (Bonilla, 2009, pág. 13).

Afloramientos. En el levantamiento de campo se identificó y describió 5 afloramientos (ver anexo 10), esto permitió establecer la litología superficial del área de estudio. A continuación, se describen cada uno de los afloramientos encontrados.

Afloramiento 1: Andesitas

Este afloramiento pertenece a la Unidad Portovelo y corresponde a andesitas expuestas en la vía de acceso a la concesión minera, la roca es de color gris oscuro, grano fino presentando evidencias de meteorización y fracturamiento como se observa en la figura 28.

Coordenas de ubicación geográfica UTM/PSAD 56.

X: 653923.15

Y: 9590706.36

Z: 958.34



Figura 28. *Afloramiento 1: andesitas meteorizadas.*

Afloramiento 2: Tobas

El afloramiento 2, corresponde a un afloramiento compuesto por tobas con tamaño del grano fino, con presencia significativa de meteorización y fracturamiento, los datos estructurales del afloramiento datan un rumbo de 40° y un buzamiento de 65° (ver figura 29).

Coordenas de ubicación geográfica UTM/PSAD 56.

X: 654453.40

Y: 9590876.01

Z: 1025



Figura 29. *Afloramiento2 -Tobas*

Afloramiento 3: Andesitas

El afloramiento 3 se encuentra en la parte alta de la concesión minera y pertenece a la Unidad Portovelo, correspondiendo a un afloramiento compuesto por andesitas caracterizándose por tener un color gris claro, una textura afanítica, moderadamente meteorizada y una composición mineralógica de cuarzo, feldspatos, anfíboles y sulfuros. Ver figura 30.

Coordenas de ubicación geográfica UTM/PSAD 56.

X: 654242.85

Y: 9590494.19

Z: 994.34



Figura 30. *afloramiento 3. roca andesita basáltica*

Afloramiento 4: Andesitas basálticas

El afloramiento 4, corresponde a una litología de andesitas basálticas pertenecientes a la Unidad Portovelo, caracterizándose por tener un color gris oscuro, una textura afanítica, moderadamente meteorizada y una composición mineralógica de cuarzo, feldespatos, anfíboles y sulfuros. Ver figura 31.

Coordenas de ubicación geográfica UTM/PSAD 56.

X: 653894.53

Y: 9591036.30

Z: 1002



Figura 31. *afloramiento 4- andesitas basálticas*

Afloramiento 5: Andesitas basálticas

El afloramiento 5 corresponde a una litología de andesitas basálticas, pertenecientes al Grupo Saraguro (Unidad Portovelo), caracterizándose por tener un color gris oscuro, una textura afanítica, moderadamente meteorizada y una composición mineralógica de cuarzo, feldespatos, anfíboles, sulfuros y fracturas rellenas con carbonatos, los datos estructurales del afloramiento datan un rumbo de 58° y un buzamiento de 63° SE. Ver figura 32.

Coordenas de ubicación geográfica UTM/PSAD 56.

X: 654315.87

Y: 9590562.72

Z: 1003.24



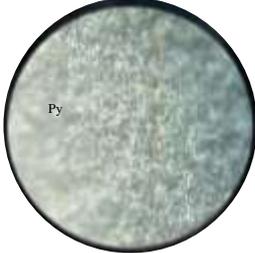
Figura 32. *Afloramiento 5- andesitas basálticas*

Descripción macroscópica

Las muestras de roca obtenidas presentan un color gris a gris oscuro con una textura fanerítica con la presencia de minerales como plagioclasas, hornblenda, piroxenos, cuarzo, calcita y sulfuros como la pirita, calcopirita y galena.

Tabla 11

Descripción Macroscópica de Muestras de Roca en Superficie

M1SP			
			
Muestra de Mano		Análisis Binocular	
Ubicación		Tipo de roca	
Longitud: 654318		Roca Volcánica extrusiva	
Latitud: 9 590566			
Elevación: 1008 m.s.n.m.			
Color	Gris	Textura	Afanítica
Composición	Matriz	Cristales	
	93%	7%	
	Nombre	Porcentaje	Características Distintivas
Minerales	Plagioclasas	44%	Medianamente alteradas
	Hornblenda	8%	
	Piroxenos	10%	
	Cuarzo	18%	
	Pirita	6%	Cristales cúbicos
	Calcita	3%	Infiltrada en venillas
	Otros	11%	
Nombre de la Roca		Andesita Afanítica	

De esta forma el área de estudio se encuentra constituida en su mayor parte por rocas andesíticas y andesitas basálticas pertenecientes a la Unidad Portovelo, que presentan una textura que varía de afanítica a fanerítica, principalmente constituidos por mineralizaciones compuestas por cuarzo, plagioclasas, anfíboles, hornblenda, biotita y por pequeñas cantidades de sulfuros como la pitita y calcopirita (ver anexo 10).

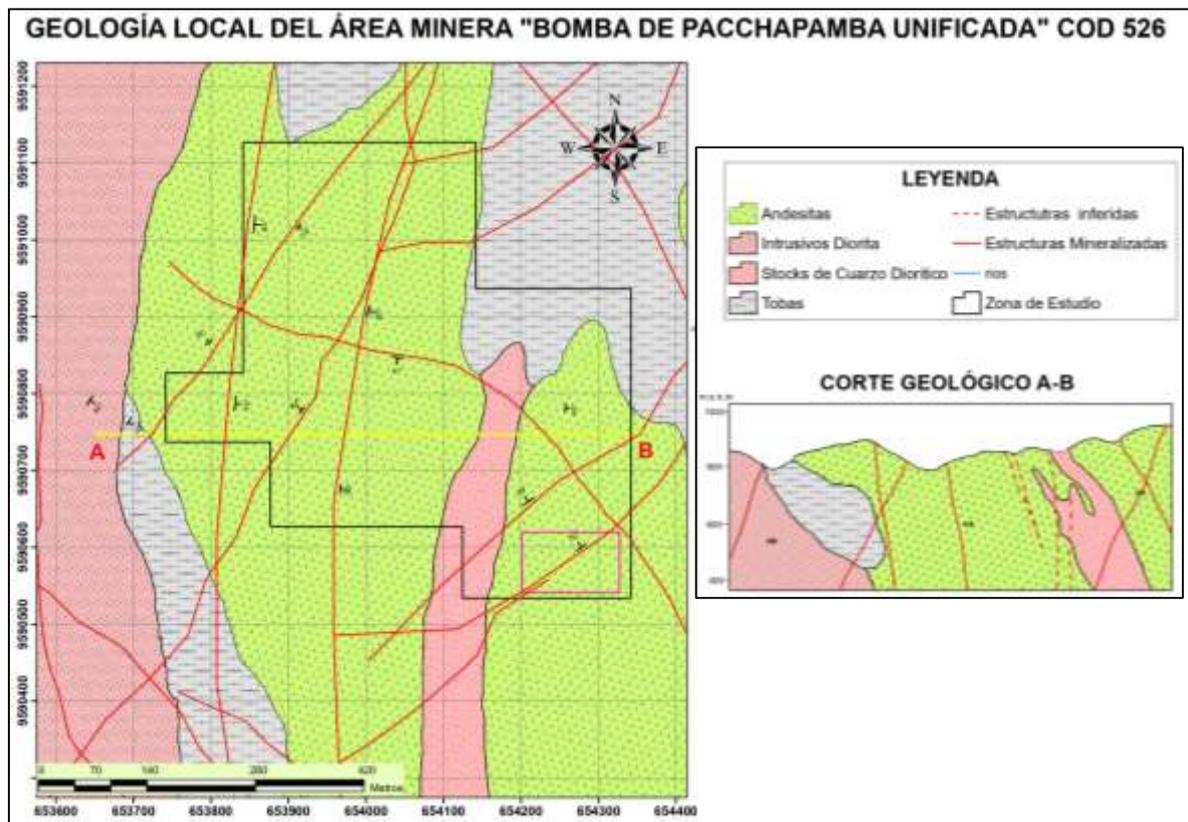


Figura 33. *Geología Local del Área Minera Bomba de Pacchapamba Unificada*

En el anexo 5 se encuentra el Mapa Geológico local del área Minera Bomba de Pacchapamba a escala 1:4 000.

6.1.4. Geología Interior Mina del Proyecto Telma.

La zona de estudio se encuentra sobre la Unidad geológica Portovelo, donde la litología de interior mina se encuentra conformada generalmente por andesitas y andesitas basálticas (ver figura 38) cuya textura varia de afanítica (grano fino) a fanerítica (grano grueso).

De acuerdo a la información de campo y en base a los análisis de laboratorio las andesitas y andesitas basálticas de la zona de estudio están compuestas por cristales de (10%) piroxenos, ($\approx 15\%$) cuarzo, (5%) anfíboles, (2%)biotitas, (5%) feldespatos, (48%) plagioclasas, conjuntamente por minerales accesorios como la ($\approx 5\%$) clorita, ($\approx 2\%$) caolín, ($\approx 2\%$) pirita, ($\approx 2\%$) galena y ($< 2\%$) calcopirita. Además, existe la presencia de vetillas de cuarzo y calcita,

como también brechas hidrotermales cementadas por la precipitación de fluidos hidrotermales cuya mineralización se centra en la presencia de pirita y calcopirita.

Tramo 0+000.00 a 0+062.00: en los primeros 6 metros se encuentra un revestimiento de hormigón que actúa como sostenimiento, seguidamente predominan las rocas andesíticas de un color gris.



Figura 34. *Andesita Gris*

Tramo 0+062.00 a 0+465.5: se presentan rocas andesíticas de color gris de textura afanítica que presentan vetillas de cuarzo y minerales predominantes como piroxenos, hornblendas, epidota y rastros de sulfuros como pirita, calcopirita y galena; además se observa intercalaciones con rocas andesíticas basálticas en los puntos X: 655585.15 Y: 9590611.20 Y Z: 687.051m.s.n.m.



Figura 35. *Roca andesítica gris*

Tramo 0+465.5 a 0+715.00: En este tramo existe la presencia de andesitas basálticas pertenecientes a la Unidad Portovelo, y sobre el punto X: 655211.4934 Y: 9590899.8381 se

advierte la presencia de una litología perteneciente a brechas hidrotermales con mineralización de sulfuros que se extienden hasta el punto X:655200.0000 Y: 9590911.0535.



Figura 36. *Roca Andesítica Basáltica*

Sobre el crucero Valentina predominan las rocas andesíticas basálticas con presencia de vetillas de cuarzo y calcita, donde la veta mineralizada presenta un buzamiento promedio de 80° SE y se caracteriza por presentar una asociación mineral polimetálica de: cuarzo (Qz) + calcita (cal) + calcopirita (Ccp) + pirita (Py) + bornita (bn) + galena (gn) + esfalerita (sph) + chispa de Au en composición.

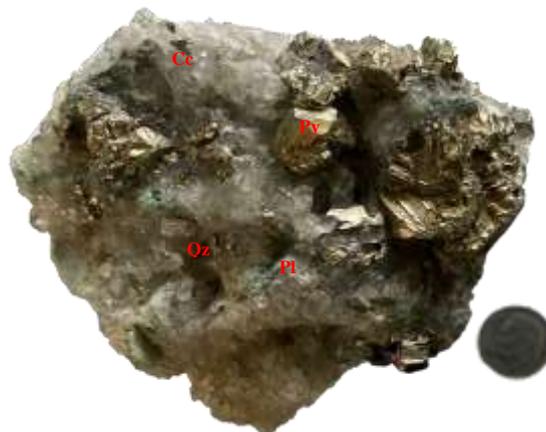


Figura 37. *Muestra mineralizada de la Veta Valentina*

Descripción Macroscópica

En la zona de estudio, las muestras de roca recolectadas (10 muestras) a lo largo del socavón principal y dentro del bloque 2N, corresponden a andesitas y andesíticas basálticas de la Unidad Portovelo, cuya composición mineralógica está dominada por la presencia de cuarzo, calcita, hornblenda, plagioclasas, piroxenos y en menor cantidad sulfuros como la pirita, calcopirita y galena (ver anexo 11)

Tabla 12
Descripción Macroscópica Interior Mina M1

M1	
	
Muestra de Mano	Análisis Binocular
Ubicación	Tipo de roca
Longitud: 655654.72	Roca Volcánica extrusiva
Latitud: 9590545.38	
Elevación: 687.95 m.s.n.m.	
Color	Textura
Composición	Afanítica
Gris	Cristales
Matriz	5%
95%	Características
Nombre	Distintivas
Porcentaje	Medianamente
Plagioclasas	alteradas
46%	
Hornblenda	
8%	
Piroxenos	
10%	
Minerales	
Cuarzo	
17%	
Pirita	Cristales
3%	cúbicos
Calcita	Infiltrada en
4%	venillas
Otros	
11%	
Nombre de la Roca	Andesita

De esta forma, para la elaboración de la geología interior mina se tomó los datos estructurales más representativos a lo largo del socavón principal y galería Valentina, los cuales se evidencian en la tabla 13.

Tabla 13
Principales Datos estructurales (Bocamina-Bloque 2N)

Sector	Rumbo (Azimut)	Buzamiento	Descripción
Tramo 0+000.00 a 0+062.00	64°	46°SE	Diaclasa
	56°	32°SE	Diaclasa
	354°	22°NE	Diaclasa
	40°	70°SE	Diaclasa
	84°	35°SE	Diaclasa
	325°	44°NE	Diaclasa
	68°	22°SE	Diaclasa
	54°	44°SE	Diaclasa
	21°	70°SE	Diaclasa
	92°	73°SO	Diaclasa
	5°	55°SE	Diaclasa
	13°	30°SE	Diaclasa
	86°	15°SE	Diaclasa
	Tramo 0+062.00 a 0+465.5	88°	23°SE
88°		23°SE	Diaclasa
56°		34°SE	Diaclasa
355°		42°NE	Diaclasa
23°		12°SE	Diaclasa
355°		32°NE	Diaclasa
56°		44°SE	Diaclasa
5°		7°SE	Diaclasa
4°		11°SE	Diaclasa
4°		11°SE	Diaclasa
335°		35°SE	Diaclasa
88°		36°SE	Diaclasa
80°		32°SE	Diaclasa
350°		27°SE	Diaclasa
34°		70°SE	Diaclasa
355°		32°SE	Diaclasa
348°		29°SE	Diaclasa
82°		33°SE	Diaclasa
127°		49°SW	Diaclasa
114°		45°SW	Diaclasa
56°	70°SE	Diaclasa	
88°	65°SE	Diaclasa	
348°	46°NE	Diaclasa	
342°	57°NE	Diaclasa	
350°	40°NE	Falla	
83°	35°SE	Diaclasa	
Tramo 0+465.5 a 0+715.00	353°	22°NE	Diaclasa
	345°	21°NE	Diaclasa
	18°	34°SE	Diaclasa
	353°	44°NE	Diaclasa
	356°	50°NE	Diaclasa
	356°	50°NE	Diaclasa
	98°	53°SE	Diaclasa

	73°	70°SE	Diaclasa
	78°	65°SE	Diaclasa
	58°	38°SE	Diaclasa
	05°	60°SE	falla
	350°	70°NE	vetilla
	355°	80°NE	vetilla
	354°	73°NE	Diaclasa
Crucero Valentina	32°	76°SE	Veta Valentina
	55°	24°SE	Diaclasa
	14°	31°SE	Diaclasa
	15°	31°SE	Diaclasa
	55°	25°SE	Diaclasa
	15°	16°SE	Diaclasa
	15°	16°SE	Diaclasa
	44°	20°SE	Diaclasa
	07°	23°SE	Diaclasa
	15°	17°SE	Diaclasa
	261°	81°NE	Diaclasa
	25°	48°SE	Diaclasa
	05°	80°SE	Diaclasa

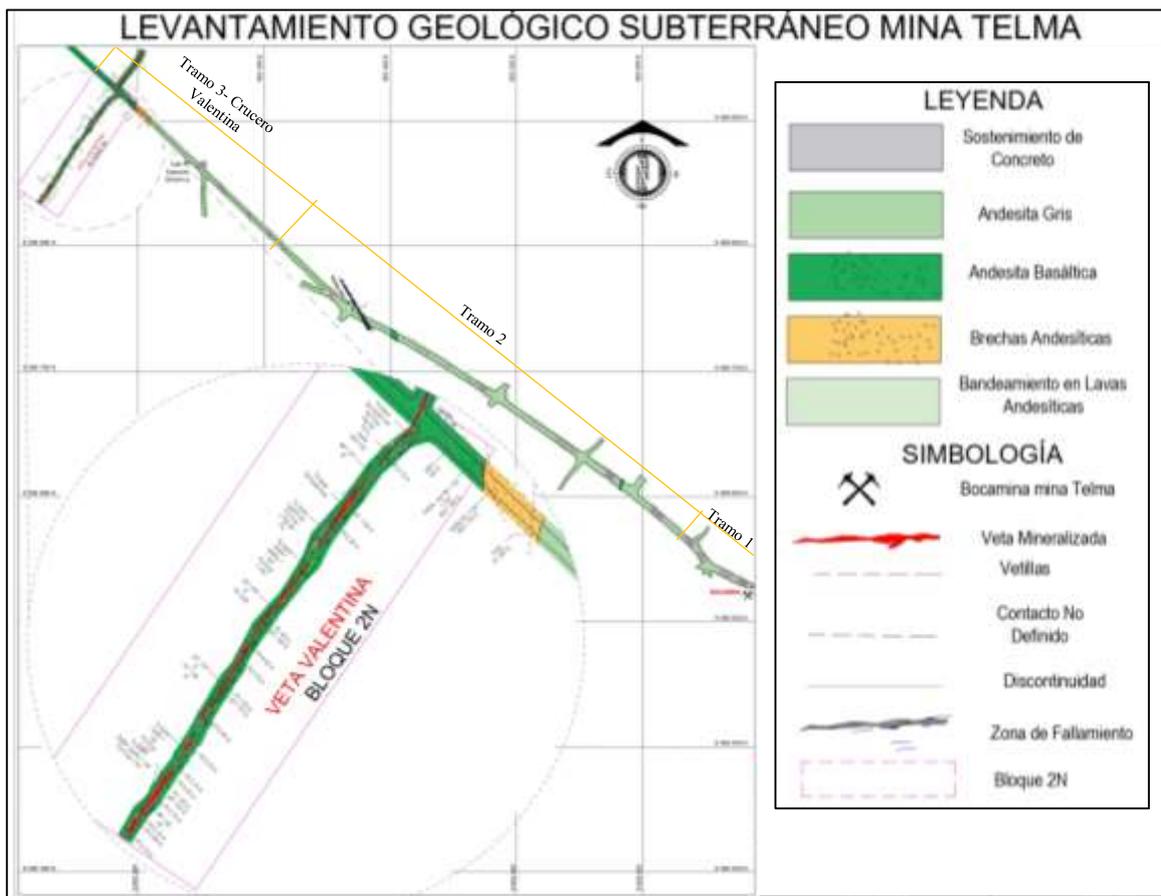


Figura 38. Geología Interior Mina (Bocamina-Bloque 2N)

En el anexo 6 se presenta el Levantamiento Geológico Interior Mina (Bocamina-Bloque 2N) a escala 1: 2500

6.1.5. Características del Yacimiento.

Dentro del Distrito Minero Zaruma-Portovelo la mineralización está controlada por el sistema de fallas (Piñas-Portovelo y Puente Busa- Palestina) con dirección Noroeste y Sureste con ángulos de buzamiento entre los 50° y 80° hacia al Este y Sureste, donde se constata la parencia de fallamientos pre y post mineralización. (Bonilla, 2009, pág. 8)

Dentro del área de investigación del presente proyecto, la estructura mineralizada objeto de estudio se caracteriza por presentar una geometría tabular, con una inclinación de 60° SE a 80°SE de buzamiento, extendiéndose por cientos de metros (\approx 1km), de esta forma según Henbert (2020) se define al yacimiento como: yacimiento de geometría tabular, inclinado y de tipo vetiforme (ver tabla 14).

Tabla 14
Yacimientos por su Tipo y Geometría

Geometría	Tipo de Deposito	Descripción
Tabular	Aluviones-Placer Vetas	Encuentran cerca de la superficie
Plano e inclinado	Mantos de Carbón Sedimentarios-Evaporitas Metamórfico	Roca de muy buena calidad
Empinado	Vetas o venas	Con grados de alteración
Masivo	Ígneos- magmáticos Minerales diseminados	Fuerte Baja resistencia débil.

Nota: Obtenido de: (Henbert, 2020)

Según Henbert (2020) la profundidad del yacimiento está determinada por la información expuesta en la tabla 15, donde el depósito mineral queda definido como: depósito mineral poco profundo, donde existe la posibilidad que las estructuras minerales afloren en superficie.

Tabla 15
Clasificación del Yacimiento en función de la Profundidad

Clase	Mantos de Carbón	Minerales Metálicos	Superficiales
Superficial	\leq 61 m	\leq 305	\leq 61 m
Moderado o poco profundo	122-244 m	305-457m	61-305m
Muy profundo	\geq 915 m	\geq 1830 m. minería subterránea	$305 \leq x \leq 915$ m. tajos abierto

Nota: Obtenido de: (Henbert, 2020)

Dentro del bloque 2N de la mina Telma, la veta Valentina (ver tabla 16) tiene las siguientes características: posee una textura bandeada con presencia de mineralización de pirita y calcopirita asociados a sulfuros como la esfalerita y la galena; donde las partículas de oro se encuentran en forma nativa adosada al cuarzo, cuarzo ahumado y a los sulfuros presentes tanto como partícula libre o diseminada en su matriz, con la característica que este no llega a encontrarse encapsulado en los minerales huéspedes.

Tabla 16
Mineralogía de la Veta Valentina

Descripción Mineralógica de la Veta Valentina		
Mineral	Formula	Peso específico (gr/cm³)
Cuarzo	SiO ₂	2.64
Calcita	CaCO ₃	2.7
Pirita	FeS ₂	4.9-5.0
Calcopirita	CuFeS ₂	4.0-4.3
Galena	PbS	7.4
Esfalerita	ZnS	3.9-4.0
Oro	Au	19.3
$K_{\text{esponjamiento}}$		1.41
Densidad prom (caja + mineral)		2.7 Tn/m ³

Nota: Información aportada por el Departamento de Geología y Mina de la Empresa.

De la misma forma, la veta Valentina presenta variaciones desde los 0.15 m hasta 1.0 m en su potencia, por lo tanto, a lo largo del desarrollo del presente proyecto de trabaja con la potencia media de la estructura mineralizada. (ver tabla 17)



Figura 39. *Medición de la potencia de la veta Valentina*

Tabla 17
Potencia Media de la Veta Valentina

Estación de Muestreo	Punto	Potencia (m)	Estación de Muestreo	Punto	Potencia(m)
E1	0+005	0.15	E11	0+055	0.4
E2	0+010	0.18	E12	0+060	0.4
E3	0+015	0.15	E13	0+065	0.4
E4	0+020	0.24	E14	0+070	0.7
E5	0+025	1	E15	0+075	1
E6	0+030	1.1	E16	0+080	1
E7	0+035	0.25	E17	0+085	0.4
E8	0+040	0.25	E18	0+090	0.7
E9	0+045	0.3	E19	0+095	0.3
E10	0+050	0.6	E20	0+100	1

Potencia Promedio 0.52 m

6.1.6. Descripción del Sistema Actual de Explotación

La explotación del Bloque 2N se realiza mediante el sistema de explotación denominado cámaras y pilares el mismo que consiste en la explotación a lo largo, ancho y altura de la veta dejando cada cierta longitud pilares (3m x 2.80m) denominados comúnmente como “estribos”; este tipo de explotación se caracteriza por ser de forma masiva (no utiliza relleno) y no selectiva.

Las labores necesarias para la explotación bajo este sistema constan principalmente de: una galería de nivel o de transporte en la cual cada 30 metros se franquea chimeneas que delimitan los tajos de explotación y desde las chimeneas se franquean ventanillas cada 3 metros, para posteriormente desde la primera ventanilla franquear la galería de corte o de arranque que se ubica 3 metros por arriba de la galería de nivel, estos 3 metros actúan como pilar de techo a la galería de nivel (ver figura 40).



Figura 40. Sistema de Explotación Actual del Bloque 2N

En el anexo 7 se presenta la Vista Transversal del Sistema de Explotación Actual del Bloque 2N de la mina Telma a escala 1:250

6.1.6.1. Dimensionamiento de las cámaras de explotación. Las cámaras de explotación quedan definidas por el franqueo de chimeneas cada 30 metros desde la galería de nivel o de transporte, de esta manera se constituyen los tajos con las siguientes dimensiones: una altura de 50 metros considerando el buzamiento de la veta y una distancia horizontal de 30 metros.

Volumen y Tonelaje de Mena en el Bloque

El volumen de mineral dentro de los bloques de explotación es el siguiente:

$$V_b = \text{Altura}_B * \text{Largo}_B * \text{Potencia}_m$$

$$V_b = 50m * 30m * 0.52m$$

$$V_b = 780 m^3$$

$$T_B = 780 m^3 * 2.7 \frac{Tn}{m^3}$$

$$T_B = 2106 Tn$$

Volumen y Tonelaje de mineral en los pilares

Los pilares dentro del bloque se dividen en 2 grupos: el primer grupo consta de los pilares dejados en la parte inferior y superior del bloque que actúan como piso del nivel superior y como techo de la galería de nivel inferior (cruceo Valentina).

$$V_{P1} = \text{Altura}_{P1} * \text{Largo}_{P1} * \text{Potencia}_m$$

$$V_{P1} = (3m * 30m * 0.52m) * 2 \text{ pilares}$$

$$V_b = 93.6 m^3$$

$$T_{P1} = 93.6 m^3 * 2.7 \frac{Tn}{m^3}$$

$$T_{P1} = 252.72 Tn$$

El segundo grupo de pilares está constituido por aquellos dejados dentro de la cámara de explotación como medida de estabilidad; dejando en el bloque un total de 64 pilares de dimensiones de 3m x 2.80 m respectivamente.

$$V_{P2} = \text{Altura}_{P1} * \text{Largo}_{P1} * \text{Potencia}_m$$

$$V_{P2} = (3m * 2.80m * 0.52m) * 64 \text{ pilares}$$

$$V_b = 279.55 \text{ m}^3$$

$$T_{P2} = 279.55 * 2.7 \frac{Tn}{m^3}$$

$$T_{P2} = 754.79 Tn$$

El tonelaje total de mineral dejado en los pilares es igual a:

$$T_{TP} = 252.72 Tn + 754.79 Tn$$

$$T_{TP} = 1007.51 Tn$$

De esta forma, el porcentaje de reservas minerales dejado dentro de cada bloque de explotación es:

$$\%mena_{Dejado} = (T_{TP} * 100) \div T_B$$

$$\%mena_{Dejado} = (1007.51 Tn * 100) \div 2106 Tn$$

$$\%mena_{Dejado} = 47.84 \%$$

6.1.6.2. Perforación y Voladura. Para este proceso se utilizan martillos neumáticos manuales de modelo YT-27, conjuntamente con su respectivo pie de avance para facilitar el empuje y estabilidad de la máquina. Las herramientas de perforación utilizadas son barrenos hexagonales de 1.60 metros de longitud y brocas de botones de 36 mm de diámetro.

Luego de perforar toda la sección, se carga cada uno de los taladros de la siguiente manera: como carga de fondo se utiliza Emulcen 5000 1" x 8" y como carga de columna nitrato de amonio, cada carga es manual y taqueando cartucho a cartucho, cabe recalcar que el cebado de la carga de fondo se realiza mediante un fulminante N°8 el cual se encuentra conectado a una mecha lenta o seguridad de 1.9 metros de longitud.

Tabla 18.*Características de la sustancia explosiva utilizada actualmente*

Explosivo	Masa (kg)	Longitud (m)	Densidad	Velocidad de detonación	Volumen de gases	Sensibilidad al fulminante	Energía
Emulcen 5000	0.12	0.20	1.14 gr/cm ³	5400 m/s	85 l/kg	N°8	933 Kcal/Kg
Nitrato de amonio	0.15	0.30	-----	-----	-----	-----	-----

Galerías de Nivel: las galerías de nivel tienen una forma abovedada, la cual permite distribuir de mejor manera los esfuerzos presentes en la roca. Este tipo de galerías presentan la siguiente sección:

Luz o ancho (L_g)=2 metros

Altura (h_g) = 2.70 metros

Para perforar estas galerías se utiliza barrenos hexagonales de 1.60 metros y brocas de botones de 36 mm; donde la sustancia explosiva utilizada consta de: carga de fondo Emulcen 5000 1" x 8" y nitrato de amonio como carga de columna.

Tabla 19*Cantidad y Costo de Sustancia Explosiva en Galerías de Nivel*

Barrenos	Cantidad barrenos	Carga de fondo C_f (Kg/barreno)	Carga de columna C_c	Mecha lenta (m/barreno)	Fulminantes N°8
Alivio	3		No lleva carga, barreno vacíos		
Cuele	4	$2(0.12) \times 4 = 0.96$	$0.6 \times 4 = 2.4$	$1.9 \times 4 = 7.6$	4
Primera Ayuda	4	$2(0.12) \times 4 = 0.96$	$0.6 \times 4 = 2.4$	$1.9 \times 4 = 7.6$	4
Segunda Ayuda	4	$2(0.12) \times 4 = 0.96$	$0.6 \times 4 = 2.4$	$1.9 \times 4 = 7.6$	4
Hastiales	10	$0.12 \times 10 = 1.2$	$0.75 \times 10 = 7.5$	$1.9 \times 10 = 19$	10
Corona	6	$0.12 \times 6 = 0.72$	$0.75 \times 6 = 4.5$	$1.9 \times 6 = 11.4$	6
Destroza	10	$0.12 \times 10 = 1.2$	$0.75 \times 10 = 7.5$	$1.9 \times 10 = 19$	10
Arrastre	5	$0.12 \times 5 = .0.6$	$0.75 \times 5 = 3.75$	$1.9 \times 5 = 9.5$	5
Total	46 barrenos	6.66 kg	30.45 kg	81.7 m	43
Insumo de Perforación		Cantidad	Precios unitarios \$	Precios totales \$	
Nitrato de amonio		30.45 kg	0.72\$/kg	21.92	
Emulcen 5000		6.66 kg	5.20\$/kg	34.63	
Mecha lenta		81.7 m	0.25\$/m	20.43	
Fulminantes N°8		43 unidades	0.73\$/unidad	31.39	
Total		-----	-----	108.37	

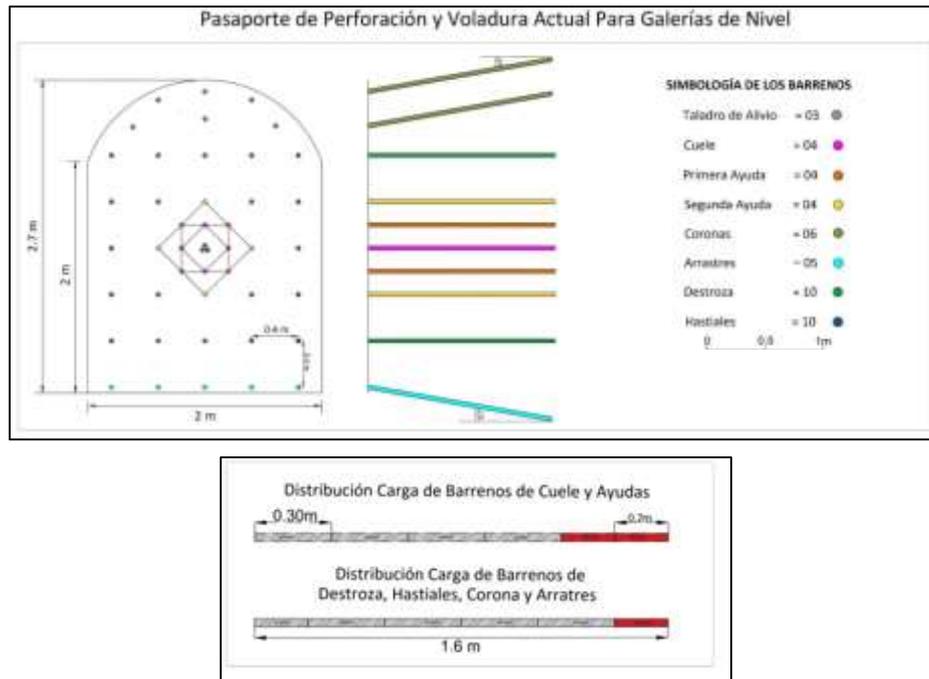


Figura 41. Malla de Perforación y Voladura en Galerías de Nivel

En el anexo 8 se presenta la Malla de Perforación y Voladura en Galerías de Nivel a escala 1: 20

Las voladuras en las galerías de nivel tienen una efectividad del 93.7% es decir, por cada voladura se avanza una longitud de 1.5 metros, de esta forma se obtiene que el precio de la sustancia explosiva por cada metro de avance es de: \$ 72.25

$$\frac{\text{Costo}}{\text{metro}} = \frac{\$108.37}{1.5}$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{metro}} = \$ 72.25/\text{metro}$$

Chimeneas: estas labores mineras se desarrollan de manera cuadrada y sus dimensiones son de 1.30 metros por 1.30 metros

Luz o ancho (L_c)= 1.30 metros

Altura (h_c) = 1.30 metros

Sección (S_c)=1.69 m²

Para perforar las chimeneas se utiliza barrenos de 1.6 metros y se utiliza como carga de fondo Emulcen 5000 1/8" y como carga de columna nitrato de amonio.

Tabla 20*Cantidad y Costo de Sustancia explosiva en Chimeneas*

Barrenos	Cantidad barrenos	Carga de fondo C_f (Kg/barreno)	Carga de columna C_c	Mecha lenta (m/barreno)	Fulminantes N°8
Alivio	3		No lleva carga, barreno vacíos		
Cuele	4	$2(0.12) \times 4 = 0.96$	$0.6 \times 4 = 2.4$	$1.9 \times 4 = 7.6$	4
Primera Ayuda	4	$2(0.12) \times 4 = 0.96$	$0.6 \times 4 = 2.4$	$1.9 \times 4 = 7.6$	4
Contornos	8	$0.12 \times 8 = 0.96$	$0.75 \times 8 = 6$	$1.9 \times 8 = 15.2$	8
Total	19 barrenos	2.88 kg	10.80 kg	30.4 m	16
Insumo de Perforación		Cantidad	Precios unitarios \$	Precios totales \$	
Nitrate de amonio		10.80 kg	0.72\$/kg	7.78	
Emulcen 5000		2.88 kg	5.20\$/kg	14.98	
Mecha lenta		30.4 m	0.25\$/m	7.6	
Fulminantes N°8		16 unidades	0.73\$/unidad	11.68	
Total		-----	-----	42.04	

Las voladuras en las chimeneas presentan una efectividad del 93.7% lo que se transforma en un avance real (A_{rc}) de 1.50 metros por cada voladura, de esta forma se obtiene que el precio de la sustancia explosiva en chimeneas es de: \$ 28.03 por cada metro de avance.

$$\frac{\text{Costo}}{\text{metro}} = \frac{\$42.04}{1.5}$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{metro}} = \$ 28.03/\text{metro}$$

Ventanillas y galería de arranque: estas labores se desarrollan de forma rectangular cuyas dimensiones se describen a continuación:

Luz o ancho (L_v)= 1.50 metros

Altura (h_v) = 2.0 metros

Sección (S_v)= 3 m²

La perforación de las ventanillas se utiliza barrenos de 1.60 metros de longitud y se utiliza como carga de fondo Emulcen 5000 1/8" y como carga de columna nitrato de amonio

Tabla 21*Cantidad y Costo de Sustancia explosiva en Ventanilla y Galería de Arranque*

Barrenos	Cantidad barrenos	Carga de fondo C_f (Kg/barreno)	Carga de columna C_c	Mecha lenta (m/barreno)	Fulminantes N°8
Alivio	3		No lleva carga, barreno vacíos		
Cuele	4	$2(0.12) \times 4 = 0.96$	$0.6 \times 4 = 2.4$	$1.9 \times 4 = 7.6$	4

Primera Ayuda	4	2(0.12)×4= 0.96	0.6×4= 2.4	1.9×4= 7.6	4
Corona	3	0.12×3= 0.36	0.75×3= 2.25	1.9×3= 5.7	3
Arrastres	3	0.12×3= 0.36	0.75×3= 2.25	1.9×3= 5.7	3
Destroza	8	0.12×8= 0.96	0.75×8= 6	1.9×8= 15.2	8
Hastiales	2	0.12×2= 0.24	0.75×2= 1.5	1.9×2= 3.8	2
Total	27 barrenos	3.84 kg	16.80 kg	45.6 m	24
Insumo de Perforación	Cantidad	Precios unitarios \$	Precios totales \$		
Nitrato de amonio	16.80 kg	0.72\$/kg	12.09		
Emulcen 5000	3.84 kg	5.20\$/kg	19.97		
Mecha lenta	45.60 m	0.25\$/m	11.4		
Fulminantes N°8	24 unidades	0.73\$/unidad	17.52		
Total	-----	-----	60.98		

Las voladuras en las ventanillas presentan una efectividad del 93.7% lo que se transforma en un avance real (A_{rv}) de 1.50 metros por cada voladura, de esta forma se obtiene que el costo de la sustancia explosiva utilizada en las ventanillas es de: \$ 40.65 por cada metro de avance.

$$\frac{\text{Costo}}{\text{metro}} = \frac{\$60.98}{1.5}$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{metro}} = \$ 40.65/\text{metro}$$

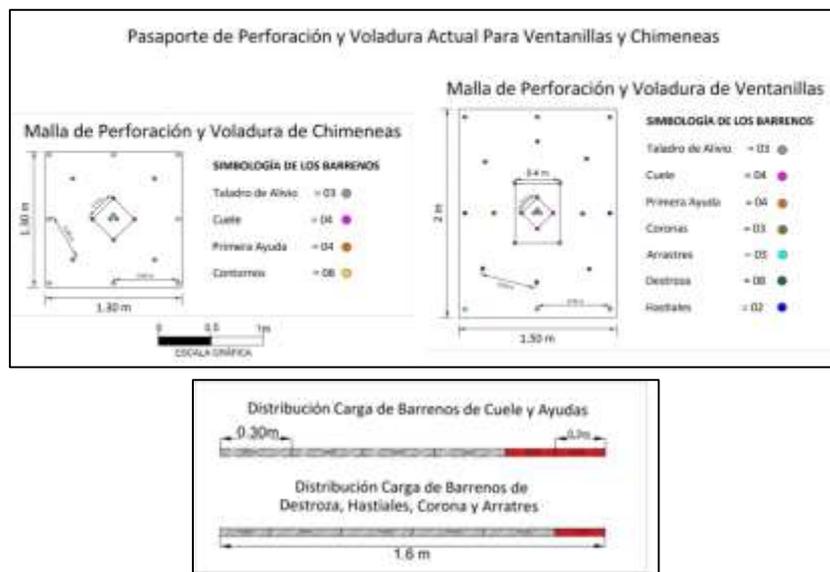


Figura 42. Malla de Perforación y Voladura Chimeneas, Ventanillas y Galería de Arranque

En el anexo 9 se encuentra la Malla de Perforación y Voladura Chimeneas, Ventanillas y Galería de Arranque a escala 1: 20.

6.1.6.3. Ventilación. La ventilación en el frente de trabajo se realiza de manera natural por un lapso de 1H 30 min de entre turno y turno de trabajo, adicional a ello se suma el aire comprimido distribuido en los frentes por medio de mangueras de $\frac{3}{4}$ ", esta forma de ventilar es ineficiente ya que se evidencia la persistencia del gas producto de la voladura luego del transcurso del tiempo antes mencionado.

6.1.6.4. Saneamiento y Fortificación. Para la limpieza del frente de trabajo se realiza el lavado con agua a presión mediante una manguera de 1", con la finalidad de eliminar los residuos del gas producto de la voladura y poder visualizar de mejor manera las rocas sueltas; el saneamiento se realiza mediante la utilización de barretillas de 1.8 metros, por otro lado, al presentarse un macizo muy competente no se exige un sostenimiento calificando la roca de calidad buena a excelente.

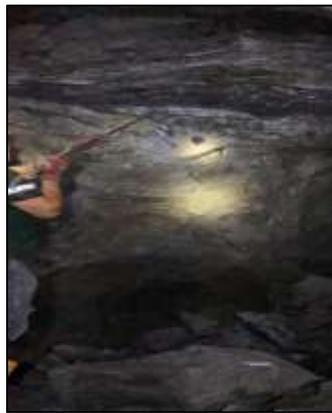


Figura 43. *Desatado de rocas en Galerías de Nivel*

6.1.6.5. Carga y Transporte. Se realiza mediante el uso de una locomotora eléctrica de 20 Tn y de un convoy de 6 carros mineros tipo U-35 de 2 toneladas de capacidad.



Figura 44. *Carga y transporte de Material*

Nota: **A:** se evidencia el convoy de carros mineros cargados, mientras que en **B:** se observa la locomotora utilizada para el transporte de los vagones, finalmente en **C:** se muestra los buzones de trasiego utilizados para el almacenamiento y carga de mineral.

6.1.6.4. Drenaje. El agua de interior mina se evacua a través de una cuneta ubicada en el hastial izquierdo tanto del crucero Valentina como del socavón principal con dimensiones de 0.30 metros de ancho por 0.20 metros de profundidad, con un caudal de 2.27 ltrs/seg perteneciente a todo el Proyecto Telma (ver figura 36), sin embargo, cabe recalcar que este caudal es variable debido condiciones climatológicas, ya que en tiempo de invierno tiende a aumentar por la infiltración de agua proveniente de las precipitaciones, mientras que en verano tiende a disminuir.



Figura 45. Cunetas de drenaje en la Socavón Principal

Tabla 22

Caudal de Agua en el Bloque 2N-crucero Valentina

Caudal de agua saliente		
N°	Tiempo (seg)	Q (ltrs/seg)
1	8.32	0.45
2	7.96	0.47
3	8.11	0.46
4	8.24	0.46
5	8.16	0.459
Promedio (Q)= 0.46 ltrs/seg		

6.1.6.5. Alumbrado. Dentro del Proyecto Telma el socavón principal y galerías de nivel cuentan con iluminación, donde para cuyo fin se utiliza focos led de 60w.



Figura 46. Iluminación del Socavón Principal

6.1.6.8. Productividad Diaria. Para valorar la productividad del frente de trabajo se considera el equipo de colaboradores que integran El número de personas necesarias para el arranque y desalojo del mineral lo constituyen: 1 perforista, 2 ayudante, 3 paleros, 1 locomotorista, y demás personal auxiliar, lo cual da un total de 10 personas necesarias para producir material; esto por cada turno de trabajo.

Productividad diaria en ventanillas y galería de arranque: Cuando se desarrolla las ventillas la producción diaria del bloque es la siguiente:

$$V_{\text{aventanilla}} = S_v * (A_{r\text{ventanilla}} * \#\text{turno})$$

$$V_{\text{aventanilla}} = 3m^2 * (1.5 m * 2)$$

$$V_{\text{aventanilla}} = 9 m^3$$

El tonelaje de material mineralizado arrancado por cada día de trabajo en las ventanillas se establece mediante la siguiente expresión:

$$T_{ma} = V_{\text{aventanilla}} * \delta$$

$$T_{ma} = 9m^3 * 2.7 \frac{Tn}{m^3}$$

$$T_{ma} = 24.3 Tn$$

Porcentaje de la Dilución Mineral

$$D_m = \frac{(a - c)}{g} * 100\%$$

Donde:

g = Ley mineral

c = potencia promedio veta

a = ancho promedio de la labor

$$D_m = \frac{(1.50m - 0.52)}{3.16 \text{ gr}/Tn} * 100\%$$

$$D_m = 31.02\%$$

Ley diluida

$$Ley\ diluida = \frac{(g * c)}{a} * 100\%$$

$$Ley\ diluida = \frac{(3.16\ gr/Tn * 0.52m)}{1.50m} * 100\%$$

$$Ley\ diluida = 1.09 \frac{gr}{Tn}$$

El rendimiento real del ciclo de trabajo se establece por la siguiente expresión que relaciona el tonelaje explotado (T_{ma}), coeficiente de esponjamiento del mineral (K_e) y la carga horaria en la que se realiza el trabajo (h_t).

La carga horaria que actualmente se está desarrollando durante el día de trabajo consta de 2 turnos trabajo con 6 horas de trabajo cada uno.

$$R_{rt} = \frac{T_{ma} * K_e}{h_t}$$

$$R_{rt} = \frac{24.3\ Tn * 1.41}{12}$$

$$R_{rt} = 2.85 \frac{Tn}{hora}$$

El tonelaje de material mineralizado producido en un día de trabajo cuando se explota mineral mediante el uso de las ventanillas es de: 34.26 Tn/día

$$P_d = Rendimiento\ real\ del\ trabajo * carga\ horaria$$

$$P_d = 2.85 \frac{Tn}{hora} * 12\ horas$$

$$P_d = 34.26 \frac{Tn}{día}$$

De esta forma al tener una productividad diaria de 34.26 ton en los 2 turnos de trabajo, y con un total de 10 personas necesarias para la producción de material mineralizado, el índice de trabajo es de: 1.71 Tn por persona por día de trabajo.

$$Indice\ trabajo = \frac{P_d}{N_{pt} * N_t}$$

Dónde:

P_d : Producción diaria

N_{pt} : Personal por turno

N_t : Número de Turnos

$$\text{Indice trabajo} = \frac{34.26}{10 * 2}$$

$$\text{Indice trabajo} = 1.71 \frac{Tn}{\text{persona} - \text{turno} - \text{tajo}}$$

Productividad diaria en chimeneas: De igual forma cuando se realiza el franqueo de las chimeneas desde la primera ventanilla en forma ascendente hacia la última, para la formación de los pilares la producción diaria del bloque es de: 5.07 m^3

$$V_{achimena} = S_c * (A_{rchimena} * \#turno)$$

$$V_{achimena} = 1.69 \text{m}^2 * (1.5 \text{ m} * 2)$$

$$V_{achimenea} = 5.07 \text{m}^3$$

El tonelaje de material mineralizado arrancado por cada día de trabajo se establece mediante la siguiente expresión:

$$T_{ma} = V_{achimenea} * \delta$$

$$T_{ma} = 5.07 \text{m}^3 * 2.7 \frac{Tn}{\text{m}^3}$$

$$T_{ma} = 13.69 Tn$$

En este caso el rendimiento real del ciclo de trabajo quede establecido de la siguiente manera:

$$R_{rt} = \frac{T_{ma} * K_e}{h_t}$$

$$R_{rt} = \frac{13.69 Tn * 1.41}{12}$$

$$R_{rt} = 1.61 \frac{Tn}{\text{hora}}$$

De esta forma el tonelaje de material mineralizado por día de trabajo cuando se realiza la chimenea para la formación de los pilares es de

$$P_d = \text{Rendimiento real del trabajo} * \text{carga horaria}$$

$$P_d = 1.61 \frac{Tn}{hora} * 12 \text{ horas}$$

$$P_d = 19.30 \frac{Tn}{día}$$

Mientras que al tener una productividad de 19.30 Tn en los 2 turnos de trabajo y con la necesidad de 10 personas para producir, el índice de trabajo es de: 1.5 ton por persona por día de trabajo.

$$\text{Indice trabajo} = \frac{P_d}{N_{pt} * N_t}$$

$$\text{Indice trabajo} = \frac{19.30 Tn}{10 * 2}$$

$$\text{Indice trabajo} = 0.97 \frac{Tn}{\text{persona} - \text{turno} - \text{tajo}}$$

6.1.6.9. Ciclo de Trabajo Actual.

Las actividades necesarias para la explotación de la zona mineralizada dentro del bloque 2N se realizan en turnos de 6 horas con un avance promedio de 1.50 metros. En la tabla 23 se describen los tiempos empleados en cada actividad.

Tabla 23

Tiempos en el Ciclo de Minado

Actividad	Tiempo	
	Horas	Minutos
1. Preparación		10
2. Perforación	1	50
2.1. Voladura (cargado de malla)		20
2.2. Disparo(encendido)		3:30
3. Ventilación	1	
4. Limpieza	2	
5. Carguío de Vagón (convoy de 6)		12:52
6. Transporte		
1.1.Tiempo Ida(vagón lleno)		13:42
1.2.Tiempo vuelta (Vagón vacío)		10:32
6.3. Tiempo muerto		5
Total	6	Horas total del ciclo

6.2. Resultados del segundo objetivo: Diseñar la propuesta de optimización del sistema de explotación del bloque 2N.

6.2.1. Propiedades Físico-Mecánicas de la Mena Mineralizada

A lo largo de la galería Valentina (veta Valentina), se tomó un total de 10 muestras representativas de mena mineralizada, las cuales contribuyeron en la determinación de las propiedades físico-mecánicas, como se especifica a continuación:

Propiedades Físicas de la Mena Mineralizada

- **Peso Específico Aparente:** la mena presenta un peso específico aparente promedio de 2.75 gr/cm³, pudiendo evidenciar el valor más alto de 2.95 gr/cm³ en la muestra 3, mientras que el valor más bajo de 2.58 gr/cm³ corresponde a la muestra 8. En la tabla 24 se muestra los resultados obtenidos.

Tabla 24

Valores de Peso Específico Aparente de la Veta

N°	Etiqueta	Peso de la muestra (gr)	Peso seco (gr)	Peso saturado (gr)	Peso sumergido (gr)	Peso Aparente (gr/cm ³)
1	M1	152.45	152.11	153.03	98.52	2.79
2	M2	148.33	147.21	148.63	95.31	2.76
3	M3	192.54	192.03	192.68	127.54	2.95
4	M4	173.23	173.09	173.56	108.43	2.66
5	M5	195.76	195.43	196.16	128.76	2.90
6	M6	161.46	161.12	161.72	102.46	2.72
7	M7	189.06	188.85	189.14	122.06	2.82
8	M8	175.47	175.03	175.24	107.47	2.58
9	M9	168.97	168.09	169.17	104.97	2.62
Total						2.75

- **Peso Específico Real:** El peso específico real o densidad promedio de la mena es de 2.81 gr/cm³, su valor más alto escila en 2.99 gr/cm³ o, mientras que el más bajo es de 2.63 gr/cm³ y pertenece a la muestra 8. Los resultados obtenidos se evidencian en la tabla 25.

Tabla 25

Valores de Peso Específico Real de la Veta

N°	Etiqueta	Peso de la muestra (gr)	Peso Picnómetro (gr)	Peso Picnómetro + Agua (gr)	Peso con Muestra (gr)	Peso Real (gr/cm ³)
1	M1	50	47.49	147.37	179.77	2.84

2	M2	50	47.47	147.26	179.53	2.82
3	M3	50	47.45	147.26	180.56	2.99
4	M4	50	47.47	147.37	178.86	2.70
5	M5	50	47.45	147.26	180.37	2.96
6	M6	50	47.47	147.26	179.13	2.76
7	M7	50	47.47	147.34	179.96	2.88
8	M8	50	47.58	147.26	178.23	2.63
9	M9	50	47.46	147.27	178.54	2.67
Total						2.81

- **Porosidad:** La zona mineralizada presenta una porosidad promedio de 1.81% obtenida a partir del peso específico, en donde los valores oscilan entre 1.41% y 2.14 % respectivamente. La tabla 26 muestra la información obtenida.

Tabla 26

Valores de Porosidad de la Mena

N°	Etiqueta	Peso Aparente (gr/cm ³)	Peso Real (gr/cm ³)	Porosidad %
1	M1	2.79	2.84	1.77
2	M2	2.76	2.82	2.10
3	M3	2.95	2.99	1.54
4	M4	2.66	2.70	1.62
5	M5	2.90	2.96	2.05
6	M6	2.72	2.76	1.41
7	M7	2.82	2.88	2.14
8	M8	2.58	2.63	1.70
9	M9	2.62	2.67	1.92
Porosidad promedio				1.81

Propiedades Mecánicas de la Mena

- **Resistencia a la compresión simple:** La tabla 27 muestra los resultados obtenidos a partir del ensayo de compresión simple. Los valores obtenidos permiten establecer que la mena presenta una RCS que varía de los desde los 81.39 MPa hasta 84.79 MPa; presentando un promedio de 81.80 MPa

Tabla 27

Resistencia a la Compresión Simple de la Veta

N°	Etiqueta	Medidas del cubo (m)			Área del Cubo m ²	Esfuerzo (N)	RCS prensa (MPa)	RCS Calculada (MPa)
		a	b	c				
1	M1	0,050	0,050	0,050	0,0025	0,1994	81,20	81,39

2	M3	0,051	0,049	0,050	0,0025	0,201	80,37	80,43
3	M5	0,049	0,050	0,049	0,0025	0,1978	80,73	80,73
4	M7	0,050	0,049	0,050	0,0025	0,2	81,60	81,63
5	M9	0,048	0,050	0,050	0,0024	0,2035	83,73	84,79
RCS Promedio							81,53	81,80

6.2.2. Propiedades Físico-Mecánicas de la Roca

Para determinar las propiedades físico-mecánicas de la roca encajante se trabajó con 5 muestras obtenidas, cuya litología pertenece a andesitas basálticas de la Unidad Portovelo, cuya distribución y ubicación se detalla en la tabla 28.

Tabla 28

Ubicación de las Muestras de Roca

N°	Etiqueta	Tramo Crucero Valentina	Tipo Roca
1	M1c	0+020	Andesita Basáltica
2	M2c	0+040	Andesita Basáltica
3	M3c	0+060	Andesita Basáltica
4	M4c	0+080	Andesita Basáltica
5	M5c	0+100	Andesita Basáltica

Propiedades Físicas de la Roca Caja

- **Peso Específico Aparente:** la roca caja presenta un peso específico aparente o volumétrico promedio de 2.69 gr/cm³, pudiendo evidenciar el valor más alto de 3,09 gr/cm³ en la muestra 4, mientras que el valor más bajo es de 2.29 gr/cm³ correspondiente a la muestra 1. En la tabla 29 se muestra los resultados obtenidos.

Tabla 29

Valores de Peso Específico Aparente de la Roca

N°	Etiqueta	Peso de la muestra (gr)	Peso seco (gr)	Peso saturado (gr)	Peso sumergido (gr)	Peso Aparente (gr/cm ³)
1	M1c	258.45	258.05	258.69	145.87	2.29
2	M2c	210.31	209.03	210.62	130.9	2.61
3	M3c	204.86	204.56	205.11	130.98	2.76
4	M4c	201.49	201.36	201.59	136.46	3.09
5	M5c	194.65	194.36	199.74	127.43	2.69
Total						2.69

- **Peso Específico Real:** El peso específico real o densidad establece que las muestras de roca presentan una densidad promedio de la roca caja es de 2.72 gr/cm³, donde su valor

más alto escila en 3.10 gr/cm³ debido a la presencia de sulfuros metálicos. Los resultados obtenidos se evidencian en la tabla 30.

Tabla 30

Valores de Peso Específico Real de la Roca Caja

N°	Etiqueta	Peso de la muestra (gr)	Peso Picnómetro (gr)	Peso Picnómetro + Agua (gr)	Peso con Muestra (gr)	Peso Real (gr/cm ³)
1	M1c	50	47.48	147.37	175.87	2.33
2	M2c	50	47.47	147.6	178.42	2.65
3	M3c	50	47.48	147.37	179.5	2.80
4	M4c	50	47.45	147.37	181.23	3.10
5	M5c	50	47.48	147.26	178.94	2.73
Total						2.72

- **Porosidad:** La roca caja presenta una porosidad que varía entre 1.65% y 0.20% respectivamente. La tabla 31 muestra la información obtenida.

Tabla 31

Valores de Porosidad de la Caja

N°	Etiqueta	Peso Aparente (gr/cm ³)	Peso Real (gr/cm ³)	Porosidad %
1	M1c	2,29	2,33	1,65
2	M2c	2,61	2,65	1,83
3	M3c	2,76	2,80	1,38
4	M4c	3,09	3,10	0,20
5	M5c	2,69	2,73	1,52
Porosidad promedio				1.31

La muestra M4c presenta el menor valor en porosidad debido a la presencia de sulfuros metálicos ya que estos presentan una porosidad baja; esto se debe a su estructura cristalina densa y a naturaleza química.

Propiedades Mecánicas de la Roca Caja

- **Resistencia a la compresión simple:** La tabla 32 muestra los resultados obtenidos a partir del ensayo de compresión simple. Los valores obtenidos permiten establecer que la roca caja presenta una RCS promedio de 161.55MPa

Tabla 32*Resistencia a la Compresión Simple Roca Caja*

N°	Etiqueta	Medidas del cubo (m)			Área del Cubo m ²	Esfuerzo (N)	RCS prensa (MPa)	RCS Calculada (MPa)
		a	b	c				
1	M1	0,050	0,049	0,050	0,0025	0,387	147,32	157,96
2	M2	0,051	0,050	0,500	0,0026	0,393	154,26	154,24
3	M3	0,049	0,050	0,049	0,0025	0,434	161,15	177,14
4	M4	0,050	0,050	0,049	0,0025	0,419	164,43	167,72
5	M5	0,051	0,050	0,050	0,0026	0,384	143,21	150,71
RCS Promedio							154,07	161,55

6.2.3. Caracterización Geomecánica del Macizo Rocosó

La caracterización del macizo rocoso a través del RMR de Bieniawski y del Sistema Q de Martin se detalla a continuación:

6.2.3.1. RQD. Se obtiene a partir del conteo volumétrico de las discontinuidades por cada sección estudiada. El RQD es un parámetro previo para determinar las condiciones geomecánicas del macizo rocoso a través del RMR. La tabla 33 muestra los resultados obtenidos en el RQD.

Tabla 33*Resultados de RQD del Crucero Valentina*

Estación	Abscisa	Valoración	Calidad de roca	clase
E2	0+000.00-0+010.00	78.5	Regular	III
E2	0+010.00-0+020.00	82	Bueno	II
E3	0+020.00-0+030.00	95.2	Excelente	I
E4	0+030.00-0+040.00	100	Excelente	I
E5	0+040.00-0+050.00	100	Excelente	I
E6	0+050.00-0+060.00	100	Excelente	I
E7	0+060.00-0+070.00	100	Excelente	I
E8	0+070.00-0+080.00	100	Excelente	I
E9	0+080.00-0+090.00	100	Excelente	I
E10	0+090.00-0+100.00	100	Excelente	I

En base a los resultados obtenidos en el RQD, permite definir al macizo del Crucero Valentina en su mayoría como macizo rocoso de clase I a excepción de la estación 1 y 2 que corresponden a clase III y II respectivamente.

6.2.3.2. RMR de Bieniawski. Con base a la valoración del RQD, la resistencia a la compresión simple, condiciones hidrogeológicas, separación, estado de las discontinuidades y el ajuste en función del sentido de excavación del túnel; se identificó únicamente una sola clase de macizo rocoso, correspondiente a la categoría de buena esta característica se atribuye a que el macizo rocoso presenta una baja cantidad de fracturas, condición que favorece el estado de las discontinuidades. (ver anexo 13).

Tabla 34

Valoración del RMR en el Crucero Valentina

Estación	Abscisa	RMR ₈₉	Factor Ajuste	RMR ₈₉ Ajustado	RMR ₁₄	Calidad Roca	Clase
E1	0+000.00-0+010.00	67.45	5	62.45	70.70	Buena	II
E2	0+010.00-0+020.00	72.11	5	67.11	75.82	Buena	II
E3	0+020.00-0+030.00	73.75	5	68.75	77.63	Buena	II
E4	0+030.00-0+040.00	79.88	5	74.88	84.36	Buena	II
E5	0+040.00-0+050.00	80.38	5	75.38	84.91	Buena	II
E6	0+050.00-0+060.00	79.67	5	74.67	84.13	Buena	II
E7	0+060.00-0+070.00	79.14	5	74.14	83.56	Buena	II
E8	0+070.00-0+080.00	79.71	5	74.71	84.19	Buena	II
E9	0+080.00-0+090.00	80.33	5	75.33	84.87	Buena	II
E10	0+090.00-0+100.00	79.75	5	74.75	84.23	Buena	II

De esta forma, tal como lo establece Bieniawski el sostenimiento está influenciado por la correlación entre el RMR ajustado con la altura de la excavación (2.70metros). La figura 47 muestra que muestra que, de acuerdo a la calidad del macizo rocoso presente en la zona de estudio, este no necesita implementar ningún tipo de sostenimiento.

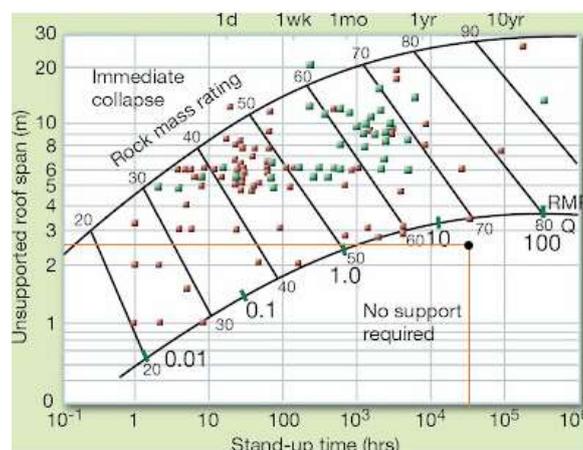


Figura 47. Análisis del Sostenimiento en base al RMR de Bieniawski

Nota: Modificado de Rojas (2023).

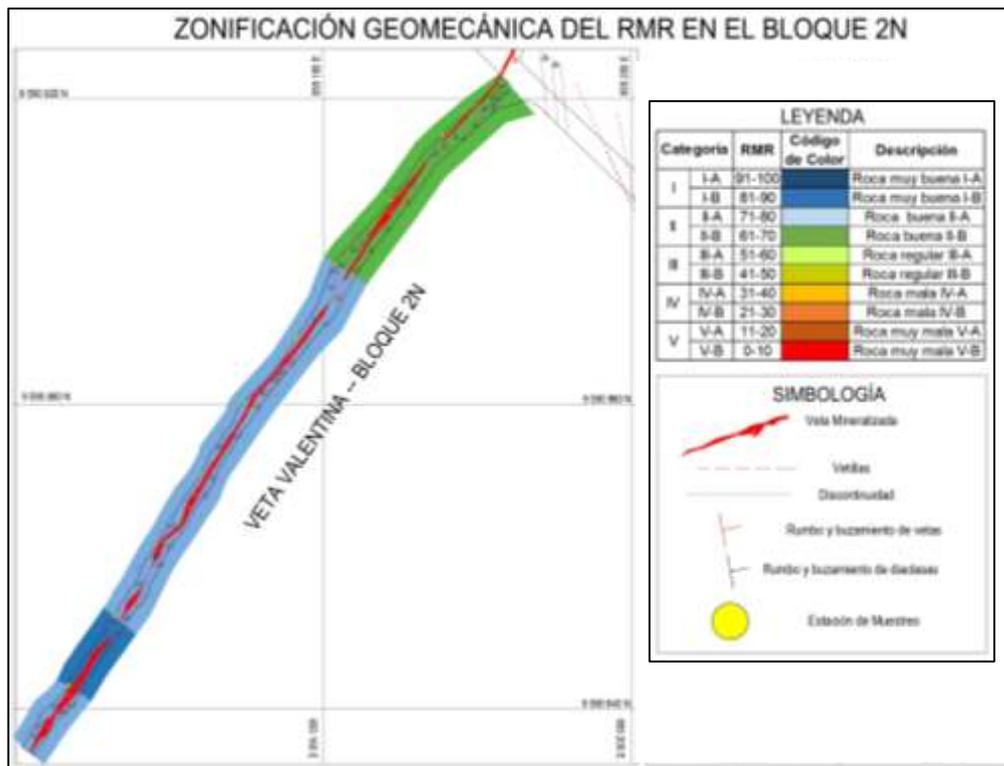


Figura 48. Zonificación del RMR del crucero Valentina

En el anexo 14 se evidencia el mapa de zonificación del RMR del crucero Valentina a escala 1: 350

6.2.3.3. Sistema Q. Con base a las características que presentan las familias de diaclasas, condiciones hidrogeológicas y el factor de reducción por las tensiones (SRF), el macizo rocoso del crucero Valentina presenta una de calidad buena en las 3 primeras estaciones, y de calidad muy buena en el resto de estaciones geomecánicas analizadas.

Tabla 35
Valoración del Sistema Q de Barton

Estación	Abscisa	Q Barton	Calidad Roca
E1	0+000.00-0+010.00	13.55	Buena
E2	0+010.00-0+020.00	22.72	Buena
E3	0+020.00-0+030.00	27.26	Buena
E4	0+030.00-0+040.00	53.85	Muy Buena
E5	0+040.00-0+050.00	56.92	Muy Buena
E6	0+050.00-0+060.00	52.61	Muy Buena
E7	0+060.00-0+070.00	49.64	Muy Buena
E8	0+070.00-0+080.00	52.89	Muy Buena

E9	0+080.00-0+090.00	56.66	Muy Buena
E10	0+090.00-0+100.00	53.10	Muy Buena

En base al índice Q Barton, y con un factor SRF de 1.6 utilizado en excavaciones mineras permanentes y con una altura de sección de 2.70 metros; evaluación que permite definir que no es necesario implementar medidas de sostenimiento ya que el macizo rocoso es lo suficientemente competente para soportar la excavación sin apoyo alguno.

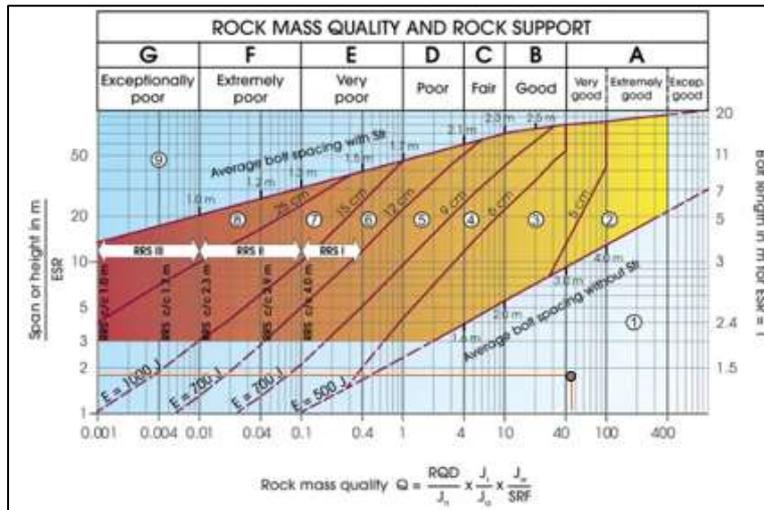


Figura 49. Análisis del Sostenimiento Q de Barton

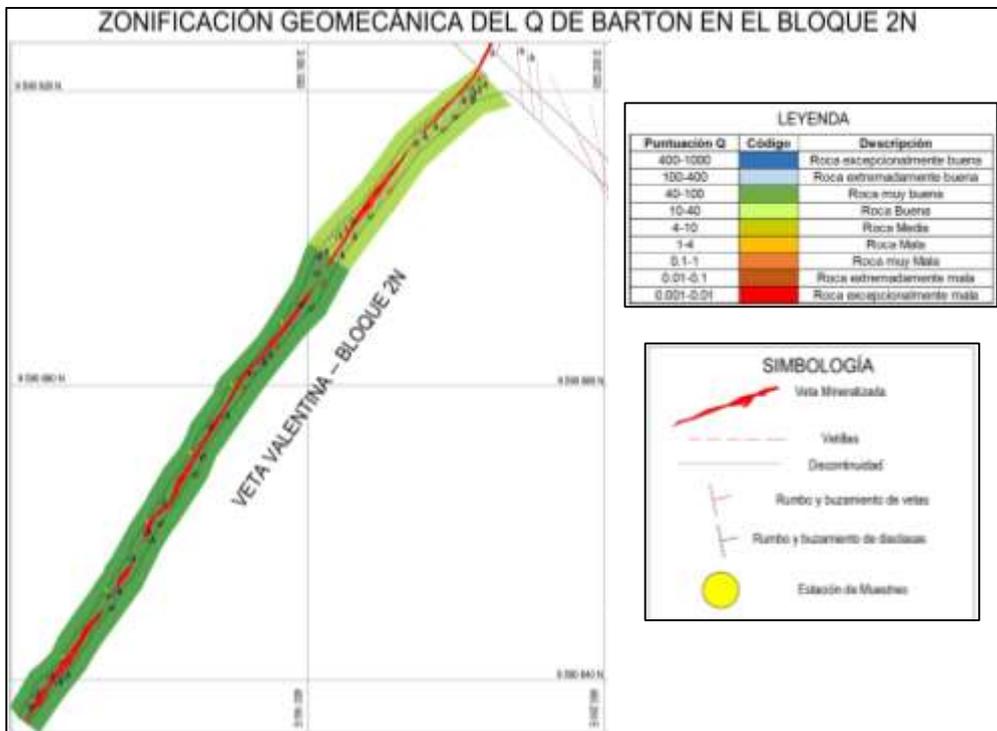


Figura 50. Zonificación del Sistema Q de Barton en el crucero Valentina

En el anexo 15 se evidencia el mapa de Zonificación del Sistema Q del crucero Valentina a escala 1: 350

6.2.4. *Calculo de Recursos Minerales*

Con base a la información proporcionada por el departamento de geología y mina de la Empresa Minesadco S.A, proveniente de las campañas de muestreo se ha determinado que la veta Valentina presenta una ley media con valores de 2.96 gr/Tn de Oro, 11.28 gr/tn de Plata y de 0.04% de cobre. Estos valores se pueden observar en el *anexo 12: Data del muestreo veta Valentina mina Telma*.

6.2.5. *Ley Equivalente*

La ley equivalente se determinó en función del mayor valor económico por mineral que presenta la mineralización, de esta forma se obtuvo una ley de 3.16 gr/Tn (Au Eq). Los resultados están en función de la tabla 36.

Tabla 36

Datos Utilizados en la Determinación de la Ley Equivalente.

Ítem	Unidades	Valor
Costo de Au	USD \$/oz troy	2 340
Costo de Ag	USD \$/oz troy	29. 51
Costo de Cu	USD \$/Lb	4.42
Ley media de Au	gr/ Tn	2.96
Ley media de Ag	gr/ Tn	11.29
Ley media de Cu	%	0.04

Nota: Información tomada de la Bolsa de valores de Londres (01-07-2024 08:40 am)

La ley equivalente se determinará en función del Au Eq

Oro (Au)

$$2.96 \text{ Au } \frac{\text{gr}}{\text{Tn}}$$

Plata (Ag)

$$11.29 \text{ Ag } \frac{\text{gr}}{\text{Tn}} * \frac{1 \text{ onza tr Ag}}{31.1035 \text{ gr}} * \frac{29.51 \text{ USD}}{1 \text{ onza tr Ag}} * \frac{1 \text{ onza tr Au}}{2340 \text{ USD}} * \frac{31.1035 \text{ gr}}{1 \text{ onza tr Au}}$$

$$= 0.14 \frac{\text{gr}}{\text{Tn}} \text{ Au Eq}$$

Cobre (Cu)

$$0.04\% * \frac{1 \text{ Tn Cu}}{100\%} * \frac{2204.62 \text{ lb Cu}}{1 \text{ Tn Cu}} * \frac{4.42 \text{ USD}}{1 \text{ lb Cu}} * \frac{1 \text{ onza tr Au}}{2340 \text{ USD}} * \frac{31.1035 \text{ gr}}{1 \text{ onza tr Au}}$$

$$= 0.052 \frac{\text{gr}}{\text{Tn}} \text{ Au Eq}$$

Ley equivalente Au

$$Ley_{Au Eq} = Ley_{Au} + Ley_{Ag Eq} + Ley_{Cu Eq}$$

$$Ley_{Au Eq} = 2.96 \text{ Au } \frac{gr}{Tn} + 0.14 \frac{gr}{Tn} \text{ Au eq} + 0.052 \frac{gr}{Tn} \text{ Au eq}$$

$$Ley_{Au Eq} = 3.16 \frac{gr}{Tn} \text{ Au Eq}$$

6.2.5.1. Cálculo de recursos minerales indicados. Al considerar la estructura mineralizada de tipo vetiforme y de continuidad uniforme, se calculó los recursos minerales indicados presentes mediante el uso de los métodos convencionales o geométricos; obteniendo como resultado recursos minerales indicados de 23443.15gr de Au Eq por cada bloque de explotación.

Área del Bloque

$$A' = longitud * altura$$

$$A' = 110m * 50m$$

$$A' = 5500m^2$$

$$Area\ real = \frac{5500m^2}{\text{sen}(80^\circ)}$$

$$Area\ real = 5584.85m^2$$

Recursos minerales indicados del Bloque 2N

Tabla 37.

Recursos minerales indicados del Bloque 2N

Bloque		δ Tn/m ³	Volumen Tn	Ley Eq	Recursos minerales indicados
Área m ²	Potencia media (m)				
5584.85 m ²	0.52 m	2.81	8160.58 Tn	3.16 gr/Tn Au Eq	25787.44 gr Au Eq

6.2.5.2. Calculo de recursos minerales medidos. Mediante la información proveniente de la campaña de muestreo en el bloque 2N (ver anexo 12), se elaboró la data de los sondeos simulados en la que se incluye el código de muestreo, coordenadas, longitud, dirección, buzamiento y límites entre la mena y caja, ver tabla 38, los cuales fueron procesados mediante el software Leapfrog Geo, mediante la utilización del método gráfico.

Tabla 38.

Data para la simulación de sondeos mediante Leapfrog Geo

CODIGO	X	Y	Z	Lp	Azimut	Bzp	Potencia veta
117557	655147.436	9590874.24	689.27	5	64°	80°	0.50m
117558	655149.399	9590877.72	688.91	5	56°	80°	0.25m
117559	655143.348	9590867.38	688.55	5	354°	80°	0.30m
117560	655145.251	9590870.9	688.19	5	40°	80°	0.21m
117561	655151.398	9590881.18	687.83	5	84°	80°	0.48m
117562	655158.984	9590890.44	687.47	5	325°	80°	0.50m
117563	655161.062	9590893.84	687.11	5	68°	80°	1.00m
117564	655154.159	9590884.07	686.75	5	54°	80°	0.40m
117565	655156.654	9590887.19	686.39	5	21°	80°	0.50m
117566	655128.771	9590843.85	686.03	5	92°	80°	0.55m
117567	655130.86	9590847.25	685.67	5	5°	80°	0.90m
117568	655124.284	9590837.35	685.31	5	13°	80°	1.17m
117569	655126.468	9590840.61	689.27	5	86°	80°	0.92m
117570	655132.947	9590850.63	689.27	5	88°	80°	0.70m

Nota: Longitud (Lp), buzamiento promedio (Bzp)

El análisis geoestadístico se lo realizó con el software Leapfrog Geo, el cual se encargó de triangular e interceptar los datos de los sondeos para de esta forma generar un modelo 3D de la estructura mineralizada (veta Valentina), cuya finalidad es obtener el volumen de la misma dentro del bloque 2N.

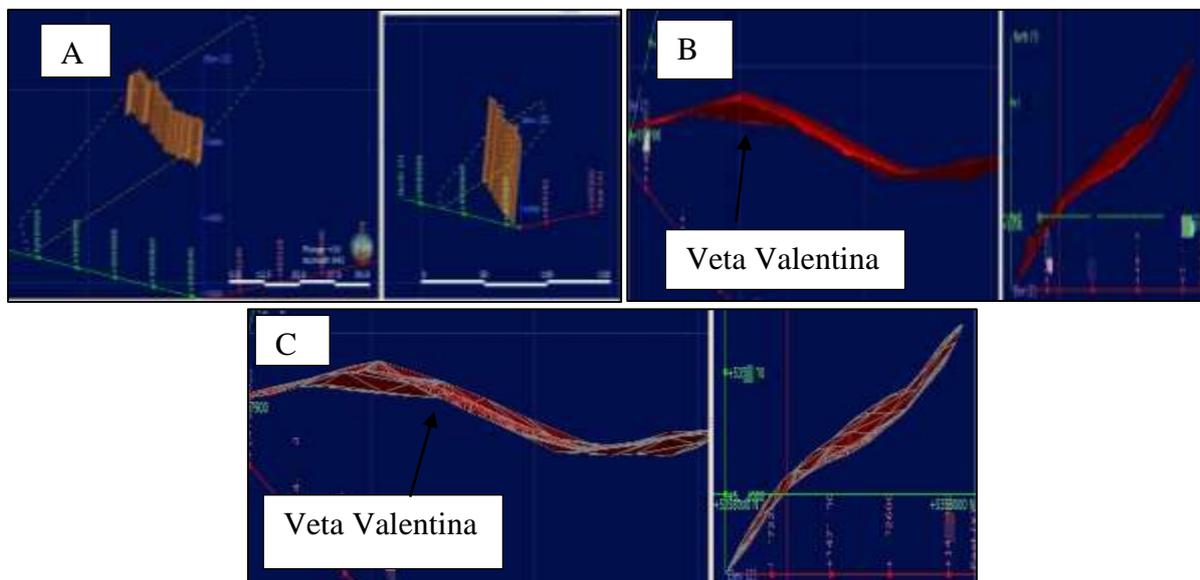


Figura 51. Sondeos, modelo 3D de la veta y triangulación.

Nota: A) sondeos importados, B) elaboración del modelo 3D, C) triangulación del modelo 3D.

El software luego de la triangulación entrego la información de la imagen 52, en la cual se evidencia que la estructura mineralizada dentro del bloque 2N presenta un volumen real de 2453.15 m³.

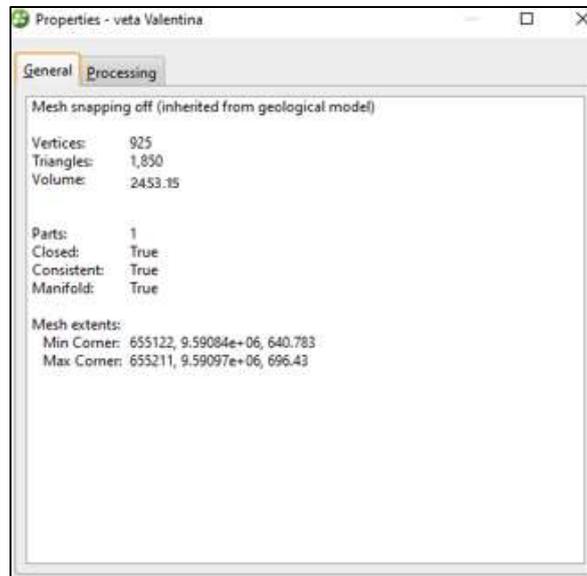


Figura 52. Información sobre la estructura mineralizada

Recursos minerales medidos del bloque 2N

Tabla 39.

Recursos minerales medidos del Bloque 2N

Bloque 2N	δ	Volumen Tn	Ley Eq	Recursos minerales indicados
Volumen veta Valentina	Tn/m³			
2453.15 m ³	2.81	6893.35 Tn	3.16 gr/Tn Au Eq	21782.99 gr Au Eq

6.2.5.3. Tiempo de Vida del Bloque. Estableciendo un ritmo de producción de 42.15 Tn día y teniendo un periodo de 22 días laborables por mes se tiene la siguiente producción:

Producción mensual

$$P_{\text{mensual}} = \text{máxima produccipn diaria} * \text{dias laborables}$$

$$P_{\text{mensual}} = 42.15 \frac{\text{Tn}}{\text{día}} * 22 \text{ días}$$

$$P_{\text{mensual}} = 927.3 \text{ Tn/mes}$$

Producción Anual

$$P_{anual} = Producción\ mensual * meses\ laborables$$

$$P_{anual} = 927.3\ Tn * 12\ meses$$

$$P_{anual} = 11127.6\ Tn$$

-Tiempo de vida del Bloque

$$T_v = \frac{R\ (Tn)}{P_{mensual}}$$

$$T_v = \frac{6893.35\ Tn}{927.3\ Tn/mes}$$

$$T_v = 7.43 \approx 7.5\ meses$$

Este tiempo de vida corresponde únicamente a un solo bloque de explotación cuyas dimensiones son de 110m x 50m; de tal forma que el tiempo de vida de toda la mina estará en función del número de bloques que se puedan preparar para su respectiva explotación.

6.2.5. Selección del Sistema de Explotación en base a la metodología Numérica de Nicholas.

Tomando como punto de partida las características que presenta tanto el cuerpo mineral como la roca caja (ver tabla 38), se categorizaron los sistemas de explotación más adecuados a la veta Valentina. Los sistemas más adecuados a la explotación de la veta valentina son: corte y relleno (cut and fill), cámaras y pilares (room and pillar), Square-Set Stopping y Shrinking Stopping. Las valoraciones de las características se presentan en el anexo 16.

Tabla 40

Características de la Mena y Roca Caja Utilizadas en la Metodología de Nicholas

Características del Yacimiento y la Roca Caja	
Forma del Yacimiento	Tabular –vetiforme
Potencia del Yacimiento	0.56 m
Orientación del Yacimiento	Vertical (80°)
Distribución de las Leyes	
Condiciones Geomecánicas del Mineral	
RCS del Mineral	Alta (81,80 MPa)
Espaciamiento entre Fracturas	Poco espacio
Resistencia de las Estructuras	Alta
Condiciones Geomecánicas de la Roca Caja –Pared Colgante	
RSC de la roca caja	Alta (161,55 MPa)
Espaciamiento entre Fracturas	Poco espacio
Resistencia estructuras	Alta
Condiciones Geomecánicas de la Roca Caja –Pared Pendiente	
Competencia roca intacta	Alta

Espaciamiento fracturas	Poco Espacio
Resistencia de las estructuras	Alta

De acuerdo con la metodología de Nicholas (1981), y a la evaluación y suma de los parámetros cuantificables, se obtuvo que los sistemas de explotación que mejor se adaptan a las características del yacimiento son: corte y relleno (cut and fill) con una puntuación de 37 puntos, seguido por cámaras y pilares (room and pillar) con 37 puntos, Square-Set Stopping con 34 puntos y finalmente el Shrinking Stopping con 32 puntos. La tabla 41 muestra los resultados obtenidos en esta valoración.

Tabla 41

Valoración Final de la Selección del Sistema de Explotación

Sistema de Explotación	Yacimiento	Mineral	Pared Colgante	Pared Yacente	Total	Orden/Observación
Rajo Abierto	11	11	11	11	44	No aplica
Block Caving	-41	5	5	9	-22	7
Sublevel Stopping	10	8	8	8	34	No aplica
Sublevel Caving	-39	7	5	9	-18	5
Longwall	-39	4	4	8	-23	8
Room and Pillar	11	9	9	8	37	2
Shrinking Stopping	9	9	5	9	32	4
Cut and Fill	15	7	7	8	37	1
Top Slicing	-42	8	4	9	-21	6
Square-Set Stopping	12	7	7	8	34	3

6.2.5.1. Selección final del sistema de explotación mediante un análisis multicriterio. Luego de realizar un análisis de las restricciones técnicas, geológicas y económicas que presenta cada sistema de explotación, se estableció el sistema de explotación que mejor se adapta a estas condiciones bajo el análisis multicriterio de la tabla 42.

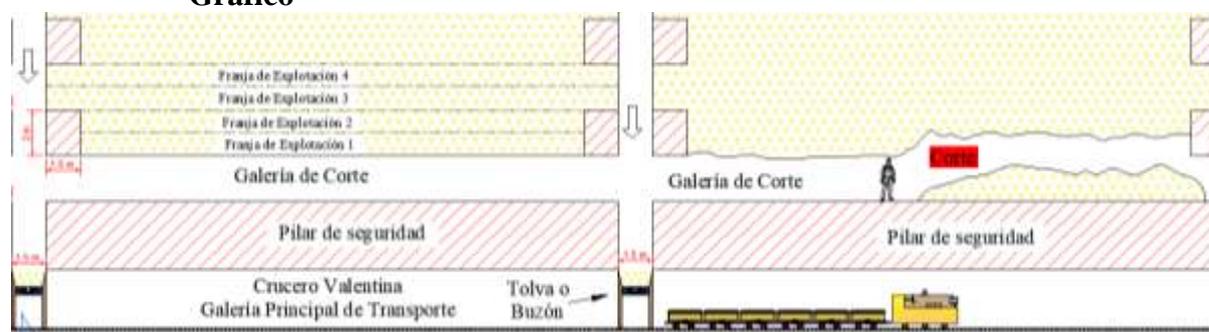
Tabla 42

Sistema de Explotación Seleccionado Mediante un Análisis Multicriterio

Cut and Fill (Corte y Relleno)	
Restricciones Técnicas	- Alta recuperación 90%
	- Baja dilución
	- Productividad de 30 a 150 Tn/día

	<ul style="list-style-type: none"> -Ocupa rellenos en pasta, hidráulicos, de material estéril-baja ley -Se ejecuta en subniveles en manera ascendente o descendente.
Restricciones Geológicas	<ul style="list-style-type: none"> - Método altamente selectivo. - Roca mineral tiende a ser se media a baja competencia
Restricciones Económicas	<p>Costo de producción</p> <ul style="list-style-type: none"> - Bajo costo de <40 a \$80 por tonelada en yacimientos favorables de pequeña escala. - Costo medio de \$80 a \$120 por tonelada en yacimientos de mediana escala. - Alto costo de \$120 a \$150 por tonelada en yacimientos complejos y a gran escala.

Gráfico



Tras evaluar los sistemas de explotación mediante la tabla anterior, se determinó que el sistema de explotación que mejor se adapta a las condiciones del yacimiento es el de corte y relleno o también conocido por sus siglas en inglés como cut and fill; optándose por la variante de corte y relleno ascendente debido a la existencia del cruceo Valentina el cual se encuentra en la base del bloque y facilita el trabajo de manera ascendente, este cruceo servirá como galería principal de transporte en el diseño de la propuesta de optimización.

El material estéril generado durante las voladuras será ocupado como relleno y como piso para las perforaciones en rebajes o desbanques.

6.2.6. Descripción de la Propuesta para Optimizar del Sistema de Explotación del Bloque 2N.

La propuesta de optimización para cambiar el sistema de explotación utilizado actualmente (cámaras y pilares) por el sistema de corte y relleno ascendente se fundamenta en varias razones técnicas y económicas que mejoran significativamente la eficiencia y rentabilidad del proyecto minero.

El sistema de explotación utilizado actualmente deja una cantidad considerable de mineral en los pilares, cuya función es el sostenimiento de techo, sin embargo, al considerar que las propiedades fisico-mecánicas de la roca y la clasificación geomecánica del macizo

rocoso presente en la zona de estudio, determina una buena estabilidad sumado a la presencia de pocas fracturas lo califica como un macizo rocoso competente y se comporta estable bajo los esfuerzos y presiones de una excavación.

El de corte y relleno ascendente se justifica por la mayor recuperación de mineral atrapado en los pilares, además de aportar a la estabilidad del macizo rocoso a largo plazo ya que el relleno de las cavidades con material de estéril o de baja ley proporciona un soporte continuo mientras se avanza en la explotación, reduciendo los riesgos por colapsos y mejorando la seguridad operativa.

Por otro lado, al optimizar el sistema de explotación, este exige un nuevo diagrama de disparo, cuya finalidad es recalcular las mallas de perforación y voladura ajustando la disposición y cantidad de perforaciones y la reducción de la cantidad de material explosivo necesario en galerías y cámaras de explotación.

6.2.7. Desarrollo de la Propuesta de Optimización.

6.2.7.1. Preparación. Para la explotación de la veta Valentina se ha dividido en dos cámaras de explotación como lo evidencia la tabla 43.

Tabla 43

Dimensión de las Cámaras de Explotación

Cámara de explotación 1	Largo 50 metros
	Altura 50 metros – define la altura entre nivel
Cámara de explotación 2	Largo 50 metros
	Altura 50 metros – define la altura entre nivel

La preparación consiste en franquear la galería de transporte en la base de las cámaras de explotación, en este caso el crucero Valentina se ubica bajo las cámaras de explotación por lo que este servirá como la galería principal de transporte.

Desde los costados de la galería de transporte (crucero Valentina) se franquearán chimeneas cada 25 metros, (para evitar el % dilución) las cuales serán utilizadas para el transporte de mineral, personal e ingreso de insumos a las franjas de explotación.

Desde la galería de transporte se deja un pilar de seguridad de 3 metros en el techo, además se dejarán pilares de contorno para separar las cámaras de explotación. Las dimensiones de los pilares de contorno se detallan en la tabla 44.

Tabla 44*Dimensiones de los Pilares de Contorno*

Largo	1.5m
Alto	2m
Sección	3 m ²

En el anexo 17 se presenta el Diseño de la Propuesta de Optimización del sistema de explotación del Bloque 2N.

Volumen y Tonelaje de Mena en el Bloque

El volumen de mineral dentro de los bloques de explotación es el siguiente:

$$V_b = \text{Altura}_B * \text{Largo}_B * \text{Potencia}_m$$

$$V_b = 50m * 50m * 0.52m$$

$$V_b = 1300 m^3$$

$$T_B = 780 m^3 * 2.81 \frac{Tn}{m^3}$$

$$T_B = 3653 Tn$$

Volumen y Tonelaje de mineral en los pilares

Al utilizar la roca caja como elemento de relleno y soporte para la cámara de explotación, los únicos pilares dejados serán los pilares de contorno, y los pilares dejados en la parte inferior y superior del bloque que actúan como piso del nivel superior y como techo de la galería de nivel inferior, en este caso del crucero Valentina.

$$V_{P1} = \text{Altura}_{P1} * \text{Largo}_{P1} * \text{Potencia}_m$$

$$V_{P1} = (3m * 50m * 0.52m) * 2 \text{ pilares}$$

$$V_b = 156 m^3$$

$$T_{P1} = 156 m^3 * 2.81 \frac{Tn}{m^3}$$

$$T_{P1} = 438.36 Tn$$

El segundo grupo de pilares está constituido por los pilares de contorno dejados para separar las cámaras de explotación, cuyas dimensiones de 2m x 1.50 m respectivamente.

$$V_{P2} = \text{Altura}_{P1} * \text{Largo}_{P1} * \text{Potencia}_m$$

$$V_{P2} = (2m * 1.50m * 0.52m) * 58 \text{ pilares}$$

$$V_b = 90.48 \text{ m}^3$$

$$T_{P2} = 90.48 * 2.81 \frac{Tn}{m^3}$$

$$T_{P2} = 254.25 Tn$$

El tonelaje total de mineral dejado en los pilares es igual a:

$$T_{TP} = 438.36 + 254.25 Tn$$

$$T_{TP} = 692.61 Tn$$

De esta forma, el porcentaje de reservas minerales dejado dentro de cada bloque de explotación es:

$$\%mena_{Dejado} = (T_{TP} * 100) \div T_B$$

$$\%mena_{Dejado} = (692.61 Tn * 100) \div 3653 Tn$$

$$\%mena_{Dejado} = 18.96 \%$$

6.2.7.2 Perforación y Voladura. Para la perforación de todas las excavaciones se recomienda utilizar los mismos martillos neumáticos modelo YT-27 (ver tabla 45), mismos que la empresa tiene ya a disposición. Las herramientas de perforación utilizadas son barrenos hexagonales de 1.60 metros de longitud y brocas de botones de acero al tungsteno de 36 mm de diámetro.

Tabla 45

Características Técnicas de la Perforadora Neumática YT-27

Perforadora YT-27	
Peso	27 kg
Diámetro de perforación	34mm - 45 mm
Diámetro de Pistón	80 mm
Revoluciones (rpm)	300 rpm
Diámetro manguera aire	25 mm
Consumo de aire	≤85 ≤ 57 ≤ 50

Elección del tipo de Explosivo: En la zona de estudio las rocas presentan un coeficiente de fortaleza de 18, mientras que, por otra parte, el mineral presenta una fortaleza de 8 en la escala de Protodyakonov. En el macizo rocoso se encuentran zonas con fracturas y en algunas zonas existe la presencia de agua, por lo tanto, el explosivo seleccionado es especial para rocas que varían de resistencia intermedia a dura, además de gran adaptabilidad a la presencia de agua. La tabla 46 presenta las características de los explosivos seleccionados.

Tabla 46

Características Técnicas de los Explosivos Seleccionados

Carga de fondo	
Tipo de explosivo	EMULNOR 3000
Peso del cartucho	0.123 kg
Largo del cartucho	0.18 m
Diámetro del explosivo	0.025 m
Potencia relativa	100 m/s
Densidad	1.14 g/cm ³
Carga de columna	
Tipo de explosivo	Nitrato de Amonio
Masa del Cartucho	0.125 kg
Dimensión (diámetro x largo)	(0.025 x 0.25) m
Agente Iniciador	
Nº fulminante	Fulminante N°8
Longitud	45 mm
Diámetro	6,3 mm
Resistencia a la humedad (24 horas)	Buena
El fulminante presenta una buena sensibilidad a la chispa generada por la mecha de seguridad	
Cordón de Iniciación	
Tipo de cordón	Mecha de seguridad
Tiempo de Combustión	158 s/m
Diámetro	5.2 mm

Nota: Obtenido de Famesa (2024)

6.2.7.3. Franqueo de Galerías de Nivel. La galería de nivel se franqueará cada 50 metros de altura entre cada una, siguiendo el rumbo de la veta. Tendrá una forma abovedada la cual ayudará a controlar de manera equitativa la distribución de los esfuerzos tensionales en el macizo rocoso.

Ancho de la galería

$$B_o = m + K * A + p + n$$

$$B_o = 0.4 + 1 * (0.81m) + 0m + 0.80m$$

$$B_o = 2m$$

Donde:

m: distancia entre el transporte y hastiales (0.40 m)

K: número de vías. (1 vía)

A: ancho del de transporte (0.81)

p: espacio entre medios de transporte si es más de una vía (-- m)

n: espacio de seguridad para el paso del personal (0.80 m)

Altura de la galería

$$H = \frac{B_o}{2} + 1.3$$

$$H = \frac{2}{2} + 1.3$$

$$H = 2.3 m$$

Sin embargo, al considerar la altura de los equipos de carga, altura promedio del personal y el espacio necesario para los servicios auxiliares, se estableció que la altura de la galería sea de 2.5 m

Altura de la Bóveda (h_o)

$$h_o = \frac{B_o}{4} = \frac{2m}{4}$$

$$h_o = 0.5 m$$

Radio

Radio mayor (R)

$$R = 0.693 * B_o$$

$$R = 0.693 * 2m$$

$$R = 1.39 m$$

Radio de la esquina (r)

$$r = 0.269 * B_o$$

$$r = 0.269 * 2m$$

$$r = 0.50 \text{ m}$$

Área de excavación

$$A_T = A_1 + A_2$$

Área Cuadrado

$$A_1 = B_o * (H - r_1)$$

$$A_1 = 2\text{ m} * (2.5 \text{ m} - 0.54 \text{ m})$$

$$A_1 = 4 \text{ m}^2$$

Área Semi bóveda

$$A_2 = (B_o * r) - 2 \left(\frac{\frac{B_o}{2} * r}{3} \right)$$

$$A_2 = (2\text{ m} * 0.50\text{ m}) - 2 \left(\frac{\frac{2\text{ m}}{2} * 0.50 \text{ m}}{3} \right)$$

$$A_2 = 0.67 \text{ m}^2$$

Área total

$$A_T = A_1 + A_2$$

$$A_T = 4 \text{ m}^2 + 0.67 \text{ m}^2$$

$$A_T = 4.67 \text{ m}^2$$

De esta forma se ha diseñado una galería de 2 metros de ancho con una altura de 2.5 m, con una sección de excavación de 4.64 m², como se puede evidenciar en la figura 53.

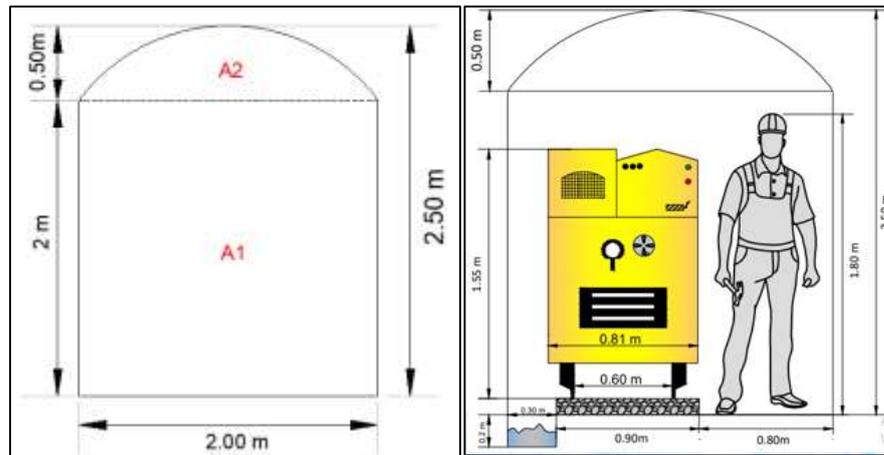


Figura 53. Sección de la Galería de Nivel

Parámetros de perforación y voladura en las galerías de Nivel

Se diseñó el pasaporte de perforación y voladura en base a las características expuestas en la tabla 47, donde la perforación se realiza con barrenos de 1.6 metros de longitud y brocas de botones de 36 mm de diámetro. Con una eficiencia de perforación del 95%.

Tabla 47

Características de la Galería de Nivel

Características de la Galería de Nivel	
Ancho Galería	2 m
Alto Galería	2.50 m
Radio de la Esquina	0.54 m

-Concentración de carga de ANFO (Cc)

$$C_c = P_{anfo} * \frac{\pi \phi_0^2}{4}$$

$$C_c = 800 \frac{kg}{m^3} * \frac{\pi (0.036)^2}{4}$$

$$C_c = 0.81 \frac{kg}{m^3}$$

-Potencia Relativa respecto al ANFO

$$PRP_{ANFO} = \left(\frac{\delta_{explosivo} * (velocidad_{detonacion\ expl.})^2}{\delta_{ANFO} * (velocidad_{detonacion\ anfo.})^2} \right)^{\frac{1}{3}}$$

$$PRP_{ANFO} = \left(\frac{1.14 * (4400)^2}{0.80 * (3000)^2} \right)^{\frac{1}{3}}$$

$$PRP_{ANFO} = 1.45$$

- Avance efectivo de perforación

$$\text{Avance efectivo} = 0.95 * H \text{Longitud de barranación}$$

$$\text{Avance efectivo} = 0.95 * 1.60$$

$$\text{Avance efectivo} = \mathbf{1.52 \text{ m}}$$

- Volumen de roca a excavar

$$Vr = \text{Avance efectivo} * \text{Área}$$

$$Vr = 1.52 \text{ m} * 4.67 \text{ m}^2$$

$$Vr = \mathbf{7.098 \text{ m}^3}$$

- Número aproximado de barrenos

$$N_{\text{barreno}} = \frac{\text{Perimetro}}{dt} + (c * \text{área})$$

$$N_{\text{barreno}} = \frac{8.32\text{m}}{0.55} + (2 * 4.64 \text{ m}^2)$$

$$N_{\text{barreno}} \approx \mathbf{25 \text{ barrenos}}$$

-Longitud de retacado (T):

$$T = 10 * D1$$

$$T = 10 * 0.036$$

$$T = \mathbf{0.36 \text{ m}}$$

-Longitud de carga (Lc):

$$Lc = L_{\text{Avance}} * L_{\text{Explosivo}}$$

$$Lc = 1.52 \text{ m} * 0.18 \text{ m}$$

$$Lc = \mathbf{0.27 \text{ m}}$$

- Error de perforación “Ψ”

Desviación= 1mm/m

Error de emboquille: 0.001m

$$\Psi = (\alpha * \text{Avance}) + e$$

$$\Psi = (0.001 * 1.52) + 0.001$$

$$\Psi = \mathbf{0.0025 \text{ m}}$$

Calculo de las secciones del cuele: se diseñó un cuele con 3 secciones y con dos talados de alivio, tal como se evidencia la tabla 43.

Tabla 48

Valor del Burden y Secciones del Cuele Galería de Nivel

Sección de corte	Burden (m)	Ajuste Burden (m)	Ancho de abertura creado (m)	Ajuste ancho (m)	Concentración carga lineal q1 (kg/m)	Número Cartuchos Emulnor	Carga fondo (m)	Carga columna (m)
Sección 1	0,108	0,11	0,153	0,15	0,19	2	0,36	0,8
Sección 2	0,153	0,15	0,325	0,33	0,29	2	0,36	0,8
Sección 3	0,325	0,33	0,69	0,7	0,29	2	0,36	0,8
Sección 4	0,69	0,7	1,46	1,5	----	----	---	----

Para conocer el número de secciones del cuele debe cumplirse la siguiente regla:

$$SC \leq \sqrt{x}$$

$$1.46 \leq \sqrt{1.52}$$

$$1.46 \leq 1.23$$

Por lo tanto, no cumple con 4 secciones, por lo tanto, se tiene que el cuele contará con 3 secciones

Arrastres o Zapateras

El cálculo de los barrenos de las zapateras se realizó mediante las características dispuestas en la tabla 49.

Tabla 49

Variables de Perforación y Voladura en Arrastres en Galerías de Nivel

Constante de roca (c)	0.4
Factor de fijación (f)	1.45
Espaciamiento / Burden (S/B)	1.25
Angulo de realce (y)	-4°

$$B_{M\acute{a}x\ hast} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{q_0 * PRP_{Anfo}}{c * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \right)$$

$$B_{M\acute{a}x} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.36 * 1.45}{0.4 * 1.45 * 1.25}}$$

$$B_{M\acute{a}x} = 0.76m$$

$$Si, B \geq 1.4 m \Rightarrow C'' = C + 0.05$$

$$Si, B < 1.4 m \Rightarrow C'' = \frac{0.4 + 0.07}{B}$$

$$= \frac{0.4 + 0.07}{0.76} = \mathbf{0.49}$$

Con el nuevo factor c corregido se vuelve al cálculo del Burden máximo para zapateras tomando en cuenta que el valor del B_{max} debe ser corregido por la desviación estimada

$$B_{M\acute{a}x} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.36 * 1.45}{0.49 * 1.45 * 1.25}}$$

$$\mathbf{B_{M\acute{a}x} = 0.45 m}$$

-Burden Práctico

$$B_{zp} = B_{max} - L \sin(\gamma) - \Psi$$

$$B_{zp} = 0.45 - 1.52 \sin(4) - 0.0025 m$$

$$\mathbf{B_{zp} = 0.35 m}$$

-Número de Barrenos

$$Nb_A = \frac{2 + 2(1.52) * \sin(4)}{0.50} + 2$$

$$Nb_A = \frac{2 + 2(1.52) * \sin(4)}{0.50} + 2$$

$$\mathbf{Nb_A = 6 barrenos}$$

-Espaciamiento entre barrenos

$$S_Z = \frac{AT + 2L * \sin(\gamma)}{Nb_A - 1}$$

$$S_Z = \frac{2 + 2(1.52) * \sin(4)}{6 - 1}$$

$$\mathbf{S_Z = 0.44 m}$$

Se ajustó a 0.34 m

-Espaciamiento de barrenos en la esquina

$$S'_z = S_z - L * \sin(y)$$

$$S'_z = 0.44 - 1.52 * \sin(4) = \mathbf{0.33 m}$$

Se ajustó a 0.20 m

-Concentración carga de fondo

$$Q_5 = 90 * \phi_1^2$$

$$Q_5 = 90 * (0.036)^2 = \mathbf{0.12 \frac{Kg}{m}}$$

-Número de cartuchos

$$N_c = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{W_e}$$

$$N_c = \frac{0.12 * \frac{3}{4} * 1.52}{0.123}$$

$$N_c = \mathbf{1 \textit{ unidad por barreno}}$$

-Longitud carga de fondo

$$L_f = Longitud_{expl} * N \textit{ cartuchos}$$

$$L_f = 0.18 * 1$$

$$L_f = \mathbf{0.18 m}$$

-longitud carga de columna

$$L_c = L_{TOTAL} - L_f - T$$

$$L_c = 1.52 - 0.18 - 0.36$$

$$L_c = \mathbf{0.98 m}$$

- **Corona**

-Espaciamiento entre barrenos

$$E_c = 15 * \phi_1^2$$

$$E_c = 15 * (0.036)^2 = \mathbf{0.54 m}$$

Espacimientto ajustado = **0.45**

-Burden de corona

$$B_c = \frac{Ec}{S/A}$$

$$B_c = \frac{0.54}{1.25} = \mathbf{0.43\ m}$$

-Burden de practico de corona (Bp_c)

$$Bp_c = Bc - L * \sin(y) - \Psi$$

$$Bp_c = 0.43 - 1.52 * \sin(4) - 0.0025 = \mathbf{0.32\ m}$$

-Número de barrenos corona (Nb_c)

$$Nb_c = \frac{AT + 2L * \sin(y)}{B} + 2$$

$$Nb_A = \frac{2 + 2(1.52) * \sin(4^\circ)}{0.32} + 2$$

$$\mathbf{Nb_A = 9\ taladros}$$

-Concentración de carga fondo

$$Q_5 = 90 * \phi_1^2$$

$$Q_5 = 90 * (0.036)^2$$

$$\mathbf{Q_5 = 0.12 \frac{Kg}{m}}$$

-Número de cartuchos: (Nc)

$$Nc = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{W_e}$$

$$Nc = \frac{0.12 * \frac{3}{4} * 1.52}{0.123}$$

$$\mathbf{Nc = 1\ unidades /barreno}$$

-Longitud de carga de fondo (Lf)

$$Lf = Longitud_{expl} * N\ cartuchos$$

$$L_f = 1 * 0.18 = \mathbf{0.18\ m}$$

-Longitud de carga de columna (Lc)

$$L_c = L_{TOTAL} - L_f - T$$

$$L_c = 1.52 - 0.18 - 0.36 = \mathbf{0.98\ m}$$

- **Tajeo o Destroza:** El cálculo del tajeo es similar al de la corona, sin embargo, cambia el ángulo de realce que en este caso es 0°.

-Espaciamiento entre barrenos

$$E_c = 15 * \emptyset$$

$$E_c = 15 * 0.036 = \mathbf{0.54\ m}$$

Espacimientto ajustado = **0.45**

-Burden de corona

$$B_c = \frac{E_c}{S/A}$$

$$B_c = \frac{0.54}{1.25} = \mathbf{0.43\ m}$$

-Burden de practico de corona (Bp_c)

$$B_{p_c} = B_c - L * \sin(y) - \Psi$$

$$B_{p_c} = 0.43 - 1.52 * \sin(0) - 0.0025 = \mathbf{0.43\ m}$$

-Número de barrenos corona (Nb_c)

$$Nb_c = \frac{AT + 2L * \sin(y)}{B} + 2$$

$$Nb_A = \frac{2 + 2(1.52) * \sin(0)}{0.43} + 2$$

$$\mathbf{Nb_A = 6\ taladros}$$

-Concentración de carga fondo

$$Q_5 = 90 * \emptyset_1^2$$

$$Q_5 = 90 * (0.036)^2$$

$$Q_5 = 0.12 \frac{Kg}{m}$$

-Número de cartuchos: (Nc)

$$Nc = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{W_e}$$

$$Nc = \frac{0.12 * \frac{3}{4} * 1.52}{0.123}$$

$$Nc = 1 \text{ unidades /barreno}$$

-Longitud de carga de fondo (Lf)

$$Lf = Longitud_{expl} * N \text{ cartuchos}$$

$$Lf = 1 * 0.18 = 0.18 \text{ m}$$

-Longitud de carga de columna (Lc)

$$Lc = L_{TOTAL} - Lf - T$$

$$Lc = 1.52 - 0.18 - 0.36 = 0.98 \text{ m}$$

- Contornos o Hastiales

-Burden de Contorno

$$B_c = 0.9 * \sqrt{\frac{qtajeo * S_{ANFO}}{4.9 * 1.45 * 1.25}}$$

$$B_c = 0.9 * \sqrt{\frac{0.12 * 1.45}{4.9 * 1.45 * 1.25}}$$

$$B_c = 0.39 \text{ m}$$

-Burden práctico de contorno

$$B_{pc} = B_c - L * \sin y - \Psi$$

$$B_{pc} = 0.39 - 1.52 * \sin 0 - 0.0025$$

$$B_{pc} = 0.38 \text{ m}$$

-Altura disponible

$$H_{dis} = H_{tunnel} - r$$

$$H_{dis} = 2.30 - 0.54 = \mathbf{1.76m}$$

-Espaciamiento

$$E_{dis} = 0.3345 * H_{dis}$$

$$E_{dis} = 0.3345 * 1.76$$

$$\mathbf{E_{dis} = 0.58m}$$

Se ajustó a **0.44 m**

-Número de baremos

$$N_{ba} = \frac{H_{dis}}{S/B} + 2$$

$$N_{ba} = \frac{1.76}{1.25} + 2$$

$$\mathbf{N_{ba} = 4 \text{ barrenos por columna}}$$

-Concentración de carga de fondo

$$Q_{con} = 7.8 * 10^{-4} * \phi_{explosivo}^2 * \delta_{explosivo} = \mathbf{0.09 \frac{Kg}{m}}$$

-Número de cartuchos

$$N_c = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{W_e}$$

$$N_c = \frac{0.09 * \frac{3}{4} * 1.52}{0.123}$$

$$\mathbf{N_c = 1 \text{ unidades /barreno}}$$

-Longitud de carga de fondo

$$L_f = Longitud_{expl} * N \text{ cartuchos}$$

$$L_f = 1 * 0.18 = \mathbf{0.18 m}$$

-Longitud de carga de columna

$$Lc = L_{TOTAL} - Lf - T$$

$$Lc = 1.52 - 0.18 - 0.36 = \mathbf{0.98\ m}$$

Tabla 50

Cantidad y Costo de Sustancia Explosiva en la Propuesta del Pasaporte de Perforación y Voladura en Galerías de Nivel

Barrenos	Cantidad de barrenos	Carga de fondo C_f (Kg/barreno)	Carga de columna C_c (Kg/barreno)	Mecha lenta (m/barreno)	Fulminantes N°8
Alivio	2		No lleva carga, barreno vacíos		
Cuele	4	$2(0.123) \times 4 = 0.98$	$0.38 \times 4 = 1.5$	$1.8 \times 4 = 7.2$	4
Primera Ayuda	4	$2(0.123) \times 4 = 0.98$	$0.38 \times 4 = 1.5$	$1.8 \times 4 = 7.2$	4
Segunda Ayuda	4	$2(0.123) \times 4 = 0.98$	$0.38 \times 4 = 1.5$	$1.8 \times 4 = 7.2$	4
Hastiales	6	$0.123 \times 06 = 0.74$	$0.5 \times 06 = 3$	$1.8 \times 06 = 10.8$	06
Corona	6	$0.123 \times 06 = 0.74$	$0.5 \times 06 = 3$	$1.8 \times 06 = 10.8$	06
Destroza	7	$0.123 \times 07 = 0.86$	$0.5 \times 07 = 3.5$	$1.8 \times 07 = 12.6$	07
Arrastre	5	$0.123 \times 05 = 0.62$	$0.5 \times 05 = 2.5$	$1.8 \times 05 = 9$	05
Total	38 barrenos	5.88 kg	16.5 kg	64.8 m	36
Insumo de Perforación	Cantidad	Precios unitarios \$	Precios totales \$		
Nitrato de amonio	16.5 kg	0.72\$/kg	11.88		
Emulnor 5000	5.88 kg	5.20\$/kg	30.58		
Mecha lenta	64.8 m	0.25\$/m	16.20		
Fulminantes N°8	36 unidades	0.73\$/unidad	26.28		
Total	-----	-----	\$ 84.94		

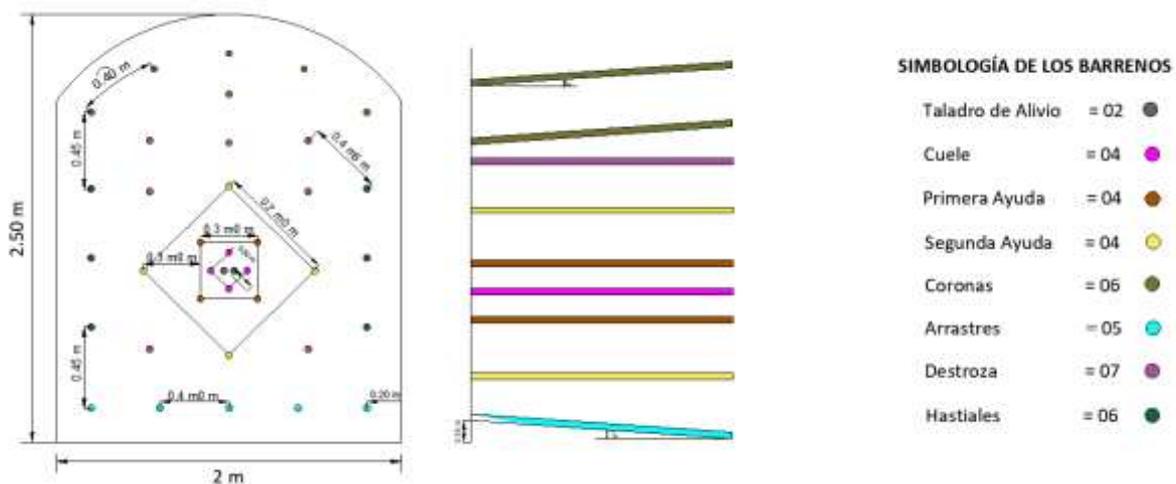


Figura 54. Propuesta del Pasaporte de Perforación y Voladura en Galerías de Nivel

En el anexo 18 se presenta la Propuesta del Pasaporte de Perforación y Voladura en Galerías de Nivel a escala 1:20

Cantidad de sustancia explosiva

$$q = \frac{(5.88 + 16.5)}{7.09 \text{ m}^3}$$

$$q = 3.15 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

La propuesta de las voladuras en las galerías de nivel tiene una efectividad del 95% es decir, por cada voladura se avanza una longitud de 1.52 metros, de esta forma se obtiene que el precio de la sustancia explosiva por cada metro de avance es de: \$ 55.88

$$\frac{\text{Costo}}{\text{metro}} = \frac{\$84.94}{1.52}$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{metro}} = \$ 55.88 /\text{metro}$$

6.2.7.4. Franqueo de la Galería de Corte. Se excavará siguiendo el rumbo y buzamiento de la veta, las dimensiones para la galería de corte se evidencian en la tabla 49.

Tabla 51

Dimensiones de la Galería de Corte

Características de la Galería de Corte	
Ancho Galería	1.50 m
Alto Galería	2 m
Potencia Veta	0.52 m

El franqueo de la galería de corte se realizará en una sola voladura, y no en dos voladuras (caja-mena), debido a que, cuando se realiza una sola voladura se optimizan los tiempos de perforación, los costos operativos disminuyen existiendo una mayor eficiencia y simplificación en el proceso constructivo.

De esta forma, el material proveniente de la preparación de la galería de corte será llevado hacia los buzones respectivos para ser transportado como mineral con una dilución del 40.51%, para posteriormente realizar la acción del todo-uno o blending, con la finalidad de incrementar la ley del material proveniente de la galería de corte al mezclarlo con otro de distinta ley (mayor ley)

Porcentaje dilución en galería de corte

$$D_m = \frac{(a - c)}{g} * 100\%$$

Donde:

g = Ley mineral

c = potencia promedio veta

a = ancho promedio de la labor

$$D_m = \frac{(1.80m - 0.52)}{3.16 \text{ gr/Tn}} * 100\%$$

$$D_m = 40.51\%$$

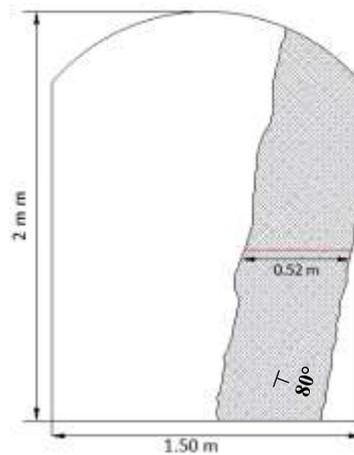


Figura 55. Franqueo de la galería de corte

Parámetros de perforación y voladura en la galería de corte: el pasaporte de perforación y voladura se diseñó en base a las características expuestas en la tabla 52.

Tabla 52

Características de la galería de corte

Características de la Franja de Estéril	
Ancho de la franja	1.50 m
Alto de la franja	2 m
Peso específico de la roca	2.75 Tn/m ³
Resistencia Promedio	161,55 MPa

Se diseñó el pasaporte de perforación y voladura en base a las características expuestas en la tabla 52, donde la perforación se realiza con barrenos de 1.6 metros de longitud y brocas de botones de 36 mm de diámetro, con una eficiencia de perforación del 95%.

-Concentración de carga de ANFO (Cc)

$$C_c = P_{anfo} * \frac{\pi \phi_0^2}{4}$$

$$C_c = 800 \frac{kg}{m^3} * \frac{\pi(0.036)^2}{4}$$

$$C_c = 0.81 \frac{kg}{m^3}$$

-Potencia Relativa respecto al ANFO

$$PRP_{ANFO} = \left(\frac{\delta_{explosivo} * (velocidad_{detonacion\ expl.})^2}{\delta_{ANFO} * (velocidad_{detonacion\ anfo.})^2} \right)^{\frac{1}{3}}$$

$$PRP_{ANFO} = \left(\frac{1.14 * (4400)^2}{0.80 * (3000)^2} \right)^{\frac{1}{3}}$$

$$PRP_{ANFO} = 1.45$$

- Avance efectivo de perforación

$$Avance\ efectivo = 0.95 * H_{Longitud\ de\ barranación}$$

$$Avance\ efectivo = 0.95 * 1.60$$

$$Avance\ efectivo = 1.52\ m$$

-Área de la franja

$$Seccion = 2.83\ m^2$$

- Volumen de roca a excavar

$$Vr = Avance\ efectivo * Área$$

$$Vr = 1.52\ m * 2.83\ m^2$$

$$Vr = 4.30\ m^3$$

- Número aproximado de barrenos

$$N_{bareno} = \frac{Perimetro}{dt} + (c * área)$$

$$N_{bareno} = \frac{6.50\ m}{0.55} + (2 * 2.83\ m^2)$$

$$N_{\text{barreno}} = 17 \text{ barrenos}$$

-Longitud de retacado (T):

$$T = 10 * D1$$

$$T = 10 * 0.036$$

$$T = 0.36 \text{ m}$$

-Longitud de carga (Lc):

$$Lc = L_{\text{Avance}} * L_{\text{Explosivo}}$$

$$Lc = 1.52 \text{ m} * 0.18 \text{ m}$$

$$Lc = 0.27 \text{ m}$$

- Error de perforación “Ψ”

Desviación= 1mm/m

Error de emboquille: 0.001m

$$\Psi = (\alpha * Avance) + e$$

$$\Psi = (0.001 * 1.52) + 0.001$$

$$\Psi = 0.0025 \text{ m}$$

Tabla 53

Valor del Burden y secciones del cuele en galería de corte-franja estéril

	Burden (m)	Ajuste Burden (m)	Ancho de abertura creado (m)	Ajuste ancho (m)	Concentración carga lineal q1 (kg/m)	Número Cartuchos Emulnor	Carga fondo (m)	Carga columna (m)
Sección 1	0,108	0,11	0,153	0,15	0,19	2	0,36	0,8
Sección 2	0,153	0,15	0,325	0,33	0,29	2	0,36	0,8
Sección 3	0,325	0,33	0,69	0,7	0,29	2	0,36	0,8
Sección 4	0,69	0,7	1,46	1,5	----	----	---	----

Para conocer el número de secciones del cuele debe cumplirse la siguiente regla:

$$SC \leq \sqrt{x}$$

$$1.46 \leq \sqrt{1.52}$$

$$1.46 \leq 1.23$$

Por lo tanto, no cumple con 4 secciones, por lo tanto, se tiene que el cuele contará con 3 secciones, sin embargo, se ajustó a solamente dos secciones.

Arrastres o Zapateras

Tabla 54

Barrenos de arrastre en la franja de estéril

Arrastres		
Contante corregida	0,49	
Burden	0,76	
Burden corregido	0,69	
Burden práctico	0,58	Se ajustó a 0.40m
Número de taladros	6	Se ajustó a 3
Espaciamiento de barrenos	0.34m	
Espaciamiento taladros de esquina	0,23m	Se ajustó a 0.15 m
Concentración carga de fondo	0,12 kg/m	
Número cartuchos	1 cartucho	
Longitud carga de fondo	0,18	
Longitud carga de columna	0,98	

- **Corona**

Tabla 55

Barrenos de corona de la franja de estéril

Corona		
Espaciamiento entre barrenos	0,54 m	
Burden	0,43 m	Se ajustó a 0.40m
Burden práctico	0,33 m	
Número de taladros	7 taladros	Se ajustó a 5
Concentración de carga de fondo	0,12	
Número Cartuchos	1,08	
Longitud carga de fondo	0,19	
Longitud carga de columna	0,97	

- **Contornos y Tajeo**

Tabla 56

Barrenos de contorno de la franja de estéril

Contorno y tajeo		
Burden	0,40m	
Burden práctico	0,40 m	Se ajustó a 0.35m
Número de taladros	7 taladros	Se ajustó a 6
Concentración de carga de fondo	0,12	
Número Cartuchos	1,08	
Longitud carga de fondo	0,19	
Longitud carga de columna	0,97	

Tabla 57

Cantidad y Costo de Sustancia Explosiva en la Franja de Estéril

Barrenos	Cantidad de barrenos	Carga de fondo C_f (Kg/barreno)	Carga de columna C_c (Kg/barreno)	Mecha lenta (m/barreno)	Fulminantes N°8
Alivio	2		No lleva carga, barreno vacíos		
Cuele	4	$2(0.123) \times 4 = 0.98$	$0.38 \times 4 = 1.5$	$1.8 \times 4 = 7.2$	4
Primera Ayuda	4	$2(0.123) \times 4 = 0.98$	$0.38 \times 4 = 1.5$	$1.8 \times 4 = 7.2$	4
Segunda Ayuda	4	$2(0.123) \times 4 = 0.98$	$0.38 \times 4 = 1.5$	$1.8 \times 4 = 7.2$	4
Hastiales	6	$0.123 \times 06 = 0.73$	$0.5 \times 06 = 3$	$1.8 \times 06 = 10.8$	6
Corona	5	$0.123 \times 05 = 0.62$	$0.5 \times 05 = 2.5$	$1.8 \times 05 = 9$	5
Destroza	4	$0.123 \times 04 = 0.50$	$0.5 \times 04 = 2$	$1.8 \times 04 = 7.2$	4
Arrastre	4	$0.123 \times 04 = 0.50$	$0.5 \times 04 = 2$	$1.8 \times 04 = 7.2$	4
Total	33 barrenos	5.29 kg	14 kg	55.8 m	31

Insumo de Perforación	Cantidad	Precios unitarios \$	Precios totales \$
Nitrato de amonio	14 kg	0.72\$/kg	10.08
Emulnor 5000	5.29 kg	5.20\$/kg	27.51
Mecha lenta	55.8 m	0.25\$/m	13.95
Fulminantes N°8	31 unidades	0.73\$/unidad	22.63
Total	-----	-----	\$ 74.17

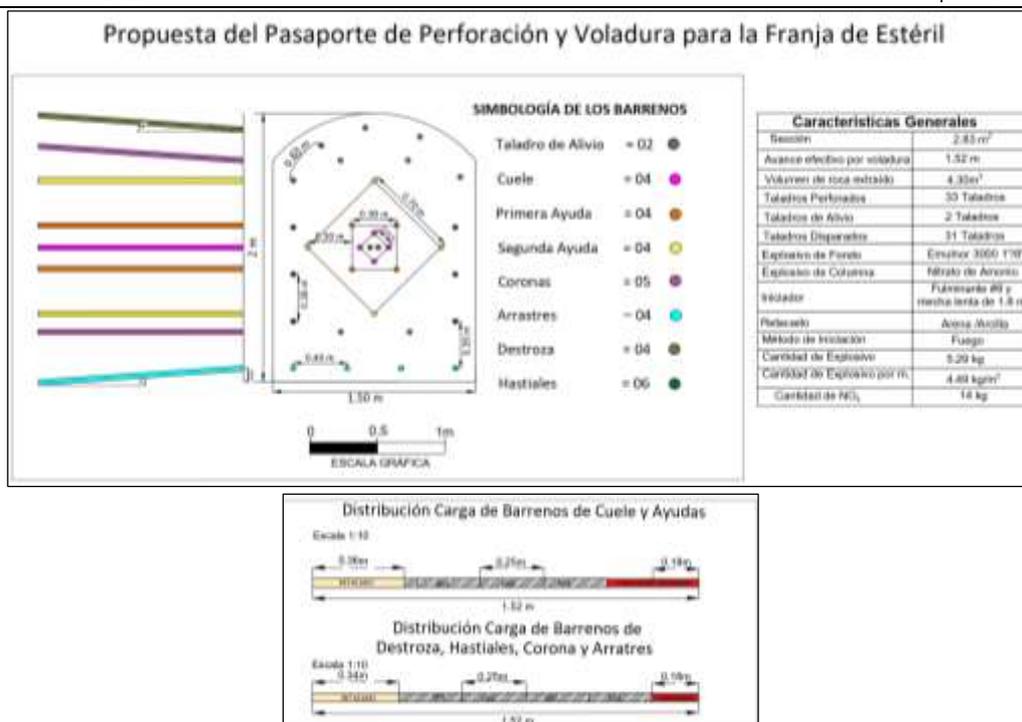


Figura 56. *Propuesta del Pasaporte de Perforación y Voladura en la Franja de Estéril*

El pasaporte de perforación y voladura para la galería de corte se encuentra en el anexo 19 a escala 1:20.

Cantidad de sustancia explosiva

$$q = \frac{(5.29 + 14) \text{ kg}}{4.30 \text{ m}^3}$$

$$q = 4.49 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

Al considerar que la voladura en la galería de corte tiene una efectividad del 95% es decir, por cada voladura se avanza una longitud de 1.52 metros, de esta forma se obtiene que el precio de la sustancia explosiva por cada metro de avance es de: \$ 43.1

$$\frac{\text{Costo}}{\text{metro}} = \frac{\$74.17}{1.52}$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{metro}} = \$ 48.76 / \text{metro}$$

6.2.7.5. Franqueo de la Chimenea. Las chimeneas serán franqueadas siguiendo la estructura mineralizada; este tipo de excavación será de forma cuadrada con una sección luz de 1.50 metros por 1.50 metros.

Parámetros de perforación y voladura de las chimeneas: Se diseñó el pasaporte de perforación y voladura tomando como base las características de la tabla 58.

Tabla 58.
Características de la Chimenea

Características de la chimenea	
Ancho chimenea	1.50 m
Alto chimenea	1.50 m
Peso específico de la roca	2.75 Tn/m ³
Resistencia Promedio	161.55 MPa

Para la perforación de las chimeneas se utilizarán barrenos de 1.60 metros de longitud y brocas de botones de 36 mm de diámetro, donde la eficiencia de la perforación es del 95%.

- Sección de la Chimenea

$$\text{Área} = L^2$$

$$\text{Área} = (1.50 \text{ m})^2$$

$$\text{Área} = 2.25 \text{ m}^2$$

- Avance efectivo de perforación

$$\text{Avance efectivo} = 0.95 * H \text{Longitud de barra efectiva}$$

$$\text{Avance efectivo} = 0.95 * 1.60$$

$$\mathbf{Avance\ efectivo = 1.52\ m}$$

- Volumen de roca a excavar

$$Vr = Avance\ efectivo * \text{Área}$$

$$Vr = 1.52\ m * 2.25\ m^2$$

$$\mathbf{Vr = 3.42\ m^3}$$

- Número aproximado de barrenos

$$N_{bareno} = \frac{Perimetro}{dt} + (c * \text{área})$$

$$N_{bareno} = \frac{6\ m}{0.55} + (2 * 2.25)$$

$$\mathbf{N_{bareno} = 15\ barrenos}$$

- Longitud del Retacado

$$L_{/Taco} = (10 * \phi_0)$$

$$L_{/Taco} = (10 * 0.036m)$$

$$\mathbf{L_{/Taco} = 0.36m}$$

- Longitud de carga

$$L_C = Avance * L_{explosivo}$$

$$L_C = 1.52 * 0.18$$

$$\mathbf{L_C = 0.27m}$$

- Error de perforación “Ψ”

Desviación= 1mm/m

Error de emboquille: 0.001m

$$\Psi = (\alpha * Avance) + e$$

$$\Psi = (0.001 * 1.52) + 0.001$$

$$\mathbf{\Psi = 0.0025\ m}$$

Secciones del Cuele: se diseñó un cuele con 3 secciones y dos talados de alivio, la tabla 59 resume la información obtenida.

Tabla 59.*Valor del Burden y Secciones del Cuele de la Chimenea*

	Burden (m)	Ajuste Burden (m)	Ancho de apertura creado (m)	Ajuste ancho (m)	Concentración carga lineal q1 (kg/m)	Número Cartuchos Emulnor	Carga fondo (m)	Carga columna (m)
Sección 1	0,108	0,11	0,153	0,15	0,19	2	0,36	0,8
Sección 2	0,153	0,15	0,325	0,33	0,29	3	0,54	0,62
Sección 3	0,325	0,33	0,69	0,7	0,29	3	0,54	0,62
Sección 4	0,69	0,7	1,46	1,5	-----	----	----	----

Para conocer el número de secciones del cuele debe cumplirse la siguiente regla:

$$SC \leq \sqrt{x}$$

$$1.32 \leq \sqrt{1.52}$$

$$1.46 \leq 1.23$$

No cumple con 4 secciones, por lo tanto, se tiene que el cuele contará con 3 secciones.

- **Arrastres**

Tabla 60*Barrenos de Arrastre en Chimenea*

ARRASTRES	
Contante corregida	0,49
Burden	0,76
Burden corregido	0,69
Burden práctico	0,58
Número de taladros	4,58
Espaciamiento de barrenos	0,28
Espaciamiento taladros de esquina	0,28
Concentración carga de fondo	0,12
Número cartuchos	1,08
Longitud carga de fondo	0,19
Longitud carga de columna	0,97

- **Corona**

Tabla 61*Barrenos de Corona de la Chimenea*

Corona	
Espaciamiento entre barrenos	0,54
Burden	0,43
Burden práctico	0,43
Número de taladros	4,32
Concentración de carga de fondo	0,12
Número Cartuchos	1,08
Longitud carga de fondo	0,19
Longitud carga de columna	0,97

- Contornos

Tabla 62

Barrenos de contorno de la Chimenea

Contorno y tajeo	
Espaciamiento entre barrenos	0,54
Burden	0,39
Burden práctico	0,39
Número de taladros	4,05
Concentración de carga de fondo	0,12
Número Cartuchos	1,08
Longitud carga de fondo	0,19
Longitud carga de columna	0,97

Tabla 63

Cantidad y Costo de Sustancia Explosiva en Chimeneas

Barrenos	Cantidad de barrenos	Carga de fondo C_f (Kg/barreno)	Carga de columna C_c (Kg/barreno)	Mecha lenta (m/barreno)	Fulminantes N°8
Alivio	2		No lleva carga, barreno vacíos		
Cuele	4	$2(0.123) \times 4 = 0.98$	$0.38 \times 4 = 1.5$	$1.8 \times 4 = 7.2$	4
Primera Ayuda	4	$2(0.123) \times 4 = 0.98$	$0.38 \times 4 = 1.5$	$1.8 \times 4 = 7.2$	4
Hastiales	2	$0.123 \times 02 = 0.25$	$0.5 \times 02 = 1$	$1.8 \times 02 = 3.6$	2
Corona	4	$0.123 \times 04 = 0.5$	$0.5 \times 04 = 2$	$1.8 \times 04 = 7.2$	4
Arrastre	4	$0.123 \times 04 = 0.5$	$0.5 \times 02 = 2$	$1.8 \times 04 = 7.2$	4
Total	18 barrenos	3.21 kg	8 kg	32.4 m	18
Insumo de Perforación	Cantidad	Precios unitarios \$		Precios totales \$	
Nitrato de amonio	8 kg	0.72\$/kg		5.76	
Emulnor 5000	3.21 kg	5.20\$/kg		16.69	
Mecha lenta	32.4 m	0.25\$/m		8.1	
Fulminantes N°8	18 unidades	0.73\$/unidad		13.14	
Total	-----	-----		\$ 43.69	

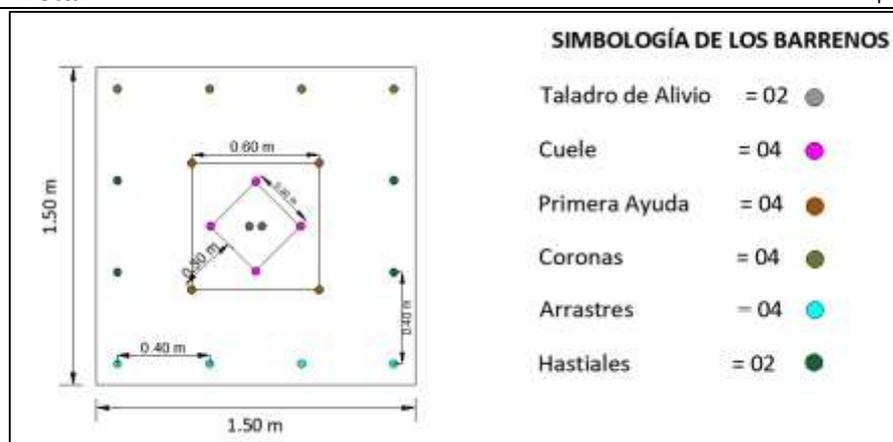


Figura 57. Propuesta del Pasaporte de Perforación y Voladura para Chimeneas

En el anexo 20 se evidencia el pasaporte de perforación y voladura para las chimeneas a escala 1:20.

Cantidad de sustancia explosiva

$$q = \frac{(8 + 3.21)}{3.42 \text{ m}^3}$$

$$q = 3.28 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

La propuesta de las voladuras en las chimeneas tiene una efectividad del 95% es decir, por cada voladura se avanza una longitud de 1.52 metros, de esta forma se obtiene que el precio de la sustancia explosiva por cada metro de avance es de: \$ 28.74

$$\frac{\text{Costo}}{\text{metro}} = \frac{\$43.69}{1.52}$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{metro}} = \$ 28.74 / \text{metro}$$

6.2.7.6. Perforación y Voladura de la Franja de Explotación. Para dar inicio al arranque del mineral dentro del bloque de explotación, y desde la galería de corte se procede a perforar y volar la roca caja, la cual actuará como material de relleno y ayudará al control de la presión y estrés minero. Antes de comenzar con la voladura de la veta, será necesario cubrir el espacio relleno con tablas de madera para disminuir los porcentajes de pérdida por dilución y del material mineralizado más fino producto de la voladura de la mena. Una vez desalojada la veta arrancada se seguirá con el proceso descrito anteriormente, cortando la roca caja en primer lugar, y la veta en segundo.

Para la perforación de arranque se utilizará barrenos hexagonales de 1.20 metros, la perforación se realizará en un ángulo de 60° con la horizontal lo que da un avance de 1 metro.

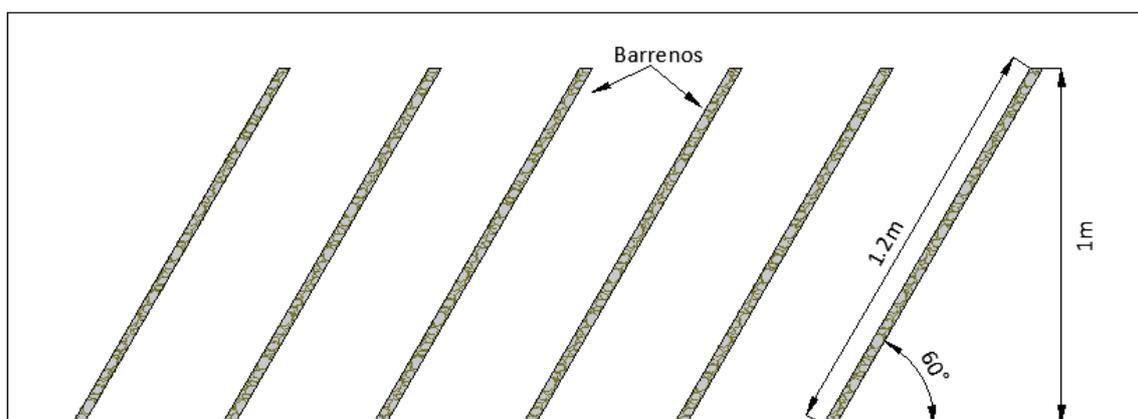


Figura 58. Perforación de los Barrenos en la Franja de Explotación

Cálculos de los parámetros de perforación y voladura

Para realizar estos cálculos contamos con dos planos, el primero en veta de 25 metros de largo por 0.60 metros de potencia y como segundo el de roca caja para el relleno de 25 metros de largo por 0.90 metros de potencia. De esta forma para conocer la distribución de los barrenos en estos planos se hará uso de las formulas del Manual de Perforación y Voladura del Dr. Konya; en donde la fórmula para calcular el burden o línea de menor resistencia en voladuras en forma de desbanques es:

$$B = 0.012 \left[\left(\frac{2 * \delta_{explosivo}}{\delta_{roca}} \right) + 1.5 \right] * Diámetro_{explosivo}$$

Para la roca caja se tiene que el burden es de: **0.70 metros**

$$B = 0.012 \left[\left(\frac{2 * \delta_{explosivo}}{\delta_{roca}} \right) + 1.5 \right] * Diámetro_{explosivo}$$

$$B = 0.012 \left[\left(\frac{2 * 1.14}{2.72} \right) + 1.5 \right] * 25mm$$

$$\mathbf{B = 0.70 metros}$$

A este valor se le hace una corrección por factores geológicos según el tipo de roca a volar; en este caso se tomará el factor de corrección 0.95 que corresponde a roca intacta y masiva.

$$B = 0.7 \text{ metros} * 0.95$$

$$\mathbf{B = 0.65 metros}$$

Para la zona mineralizada se tiene que el burden es de:

$$B = 0.012 \left[\left(\frac{2 * \delta_{explosivo}}{\delta_{roca}} \right) + 1.5 \right] * Diámetro_{explosivo}$$

$$B = 0.012 \left[\left(\frac{2 * 1.14}{2.81} \right) + 1.5 \right] * 25mm$$

$$\mathbf{B = 0.69 metros}$$

A este valor se le hace una corrección por factores geológicos según el tipo de roca a volar; en este caso se tomará el factor de corrección 1.10 para la veta.

$$B = 0.69 \text{ metros} * 1.10$$

$$B = 0.75 \text{ metros}$$

Tabla 64

Número de Barrenos Perforados en la Franja de Explotación

Longitud de la perforación	Barrenos en Veta	Barrenos en Caja
1.20 metros	34	36

Cantidad de Sustancia Explosiva

Para determinar la cantidad de carga explosiva en las perforaciones de arranque se hizo uso del formulismo impuesto por Rene Gustafasson en su libro “Técnica Sueca de Voladuras”, donde expresa que para voladuras cuyo diámetro de taladro sea de 36 mm y profundidad de perforación de 1.2 metros la carga de fondo es de 0.30 kg, sin carga de columna.

Carga de fondo

$$Q_{fondo} = 0.30 \text{ kg}$$

Longitud de carga de fondo

$$L_{cf} = \frac{Q_{fondo} * L_{cartucho}}{masa_{cartucho}}$$

$$L_{cf} = \frac{0.30 \text{ kg} * 0.18 \text{ m}}{0.123 \text{ kg}}$$

$$L_{cf} = 0.44 \text{ m}$$

Número de Cartuchos

$$N = \frac{L_{cf}}{L_{cartucho}}$$

$$N = \frac{0.44 \text{ m}}{0.18 \text{ m}}$$

$$N = 2.44 \approx 2.5 \text{ cartuchos}$$

Longitud del retacado

$$T = 1.2 \text{ m} - (2.5 * 0.18 \text{ m})$$

$$T = 1.2m - 0.45m$$

$$T = 0.75m$$

Tabla 65

Cantidad y Costo de Sustancia Explosiva en la Franja de Explotación

Barrenos	Cantidad de barrenos	Carga de fondo C_f (Kg/barreno)	Carga de columna C_c (Kg/barreno)	Mecha lenta (m/barreno)	Fulminantes N°8
Veta	34	0.3 x 39=10.2	-----	2.1×34= 71.4	34
Caja	36	0.3 x 36= 10.8	-----	2.1×36= 75.6	36
Total	70barrenos	21 kg	-----	147 m	70

Insumo de Perforación	Cantidad	Precios unitarios \$	Precios totales \$
Emulnor 5000	21 kg	5.20\$/kg	109.2
Mecha lenta	147 m	0.25\$/m	36.75
Fulminantes N°8	70 unidades	0.73\$/unidad	51.11
Total	-----	-----	\$ 197.05

Volumen de roca arrancado

Veta

$$V_v = distancia_{inclinada\ barreno} * distancia_{bloque} * ancho_{veta}$$

$$V_v = 1m * 25m * 0.6m$$

$$V_v = 15m^3$$

$$Tn_v = 15m^3 * 2.81 \frac{Tn}{m^3}$$

$$Tn_v = 42.15Tn$$

Caja

$$V_v = distancia_{inclinada\ barreno} * distancia_{bloque} * ancho_{veta}$$

$$V_v = 1m * 25m * 0.9m$$

$$V_v = 22.5m^3$$

$$Tn_v = 22.5m^3 * 2.72 \frac{Tn}{m^3}$$

$$Tn_v = 61.2 Tn$$

Porcentaje de la Dilución Mineral

$$D_m = \frac{(a - c)}{g} * 100\%$$

Donde:

g = Ley mineral

c = potencia promedio veta

a = ancho promedio de la labor

$$D_m = \frac{(1m - 0.52)}{3.16 \text{ gr/Tn}} * 100\%$$

$$D_m = 15.19\%$$

Cantidad de sustancia explosiva

$$q = \frac{(21 \text{ kg})}{45 \text{ m}^3}$$

$$q = 0.47 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

Costo total de la carga explosiva en la franja de explotación

$$\text{Costo total} = 197.05 \$ \text{ en franja arracanda}$$

Costo de carga explosiva por metro de avance

$$\frac{\text{Costo}}{\text{metro}} = \frac{\$197.05}{1}$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{metro}} = \$ 197.05 \text{ /metro}$$

Diámetro de fragmentación del mineral en la franja de explotación

$$D_f = A \left(\frac{Vv}{Q} \right)^{0.8} * Q^{0.167}$$

Donde:

A: factor de la roca =8

Vv: volumen de la roca a volarse

Q: masa del explosivo usado

$$D_f = 8 * \left(\frac{20m^3}{11.7} \right)^{0.8} * 11.7^{0.167}$$

$$D_f = 18.52 \text{ cm}$$

La velocidad de perforación en el frente es de 2.1 minutos por metro de barreno, en la franja de explotación el barreno de producción es de 1.20 metros por lo que el tiempo de perforación por cada barreno es igual a:

$$T_{p1} = 2.1 \text{ min} * 1.2$$

$$T_{p1} = 2.52 \text{ min}$$

El número de perforaciones que se realizan en el bloque es de 70 perforaciones por lo tanto el tiempo de perforación es de:

$$T_{p2} = 2.52 \text{ min} * 70$$

$$T_{p2} = 176.4 \text{ min}$$

Tomando en cuenta que el tiempo para cambio de lugar de la maquinaria para perforar un nuevo barreno es de 0.5 min, el tiempo total de perforación será:

$$T_{p3} = 0.5 \text{ min} * 70$$

$$T_{p3} = 35 \text{ min}$$

$$T_{TP} = 176.4 \text{ min} + 35 \text{ min}$$

$$T_{TP} = 211.4 \text{ min} * \frac{1 \text{ hr}}{60 \text{ min}}$$

$$T_{TP} = 3.52 \text{ horas}$$

Tiempo de cargado

El tiempo de cargado de sustancia explosiva es de 1 hora por cada 70 metros de perforación, de esta forma el tiempo de cargado de sustancia explosiva es de:

$$L_p = 70 * 1.2 \text{ m} = 84 \text{ metros perforados}$$

$$T_c = * \frac{84 \text{ metros}}{70}$$

$$T_c = 1.2 \text{ horas}$$

6.2.7.7. Buzones de Trasiego. Se construirán en la pared yacente de la veta, al inicio de las chimeneas y desempeñan la función de acumular y descargar el mineral hacia los vagones de transporte. la infraestructura del buzón se elaborará en madera, mientras que la compuerta que regula el flujo de mineral se construirá en hierro.

Los buzones se distribuirán a lo largo de la galería de transporte con una separación de 15 metros entre cada buzón. Los buzones de trasiego tendrán las siguientes dimensiones: lado mayor de 1.5 metros y el lado menor de 1.20 metros (ver figura 59).

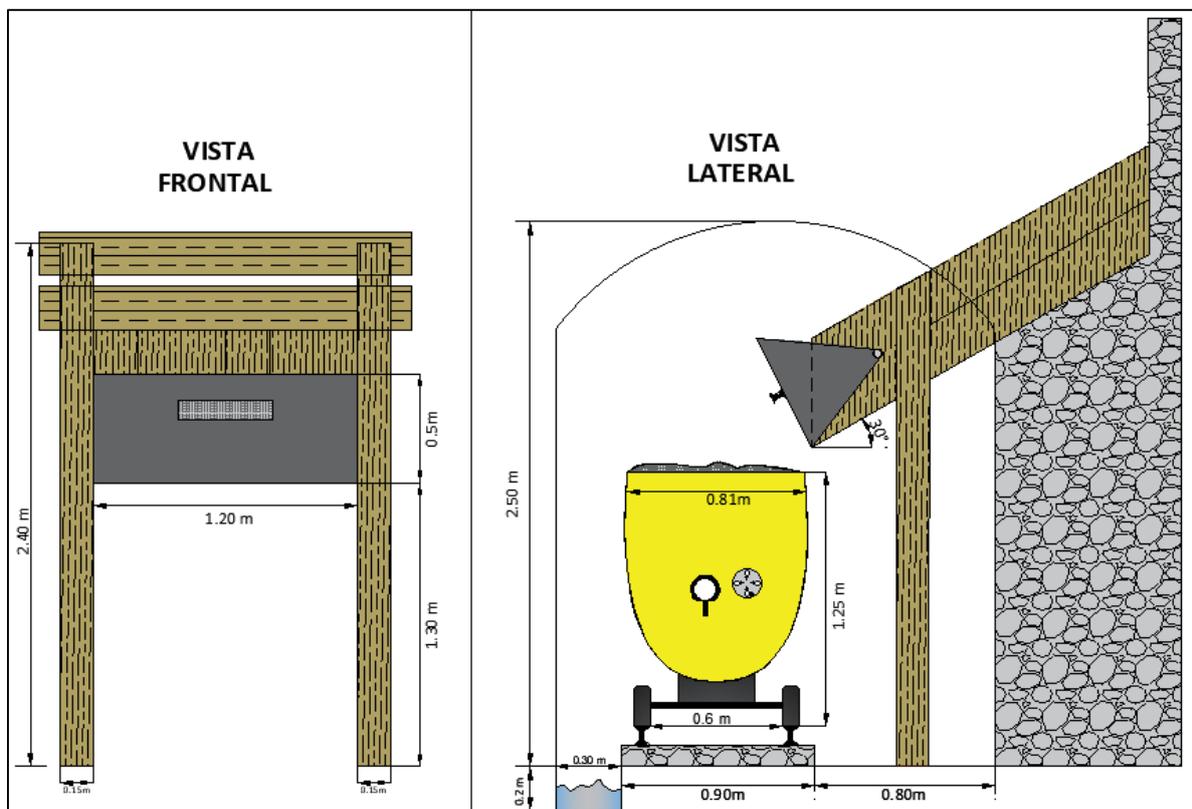


Figura 59. *Buzones de Trasiego*

6.2.8. Ventilación

El cálculo del caudal de aire necesario para la ventilación se realizó únicamente para las explotaciones planificadas dentro del bloque 2N y de la veta Valentina.

Caudal de aire necesario en base al personal que labora

$$Q_1 = \frac{f * n * k}{60} \left(\frac{m^3}{seg} \right)$$

Donde:

f = cantidad de aire necesario por persona en dependencia de la altura (3 m³/min debido a que la mina se encuentra en los rangos de 0,00 msnm a 1.500 msnm)

n = número de personal en servicio interior mina.

k = Coeficiente de reserva de aire (1.45)

$$Q_1 = \frac{3 * 12 * 1.45}{60} \left(\frac{m^3}{seg} \right)$$

$$Q_1 = 0.87 \frac{m^3}{seg}$$

$$Q_1 = 52.2 \frac{m^3}{min}$$

Cantidad de aire de acuerdo al gasto de sustancia explosiva

$$Q_2 = \frac{100 * a * A * k}{0.008 * f} \left(\frac{m^3}{min} \right)$$

Donde:

a = formación de gases por el explosivo (0,04 m³ por kg explosivo)

A = Cantidad de explosivo

f = tiempo de entre voladura y regreso al frente (45 min)

$$Q_2 = \frac{100 * 0.04 * 4.87 \text{ kg} * 1.45}{0.008 * 45} \left(\frac{m^3}{min} \right)$$

$$Q_2 = 78.46 \frac{m^3}{min}$$

Caudal de aire por la velocidad mínima

$$Q_3 = v * S_{franqueo}$$

Donde:

v = velocidad mínima de aire 0.15 m³/ser

$$S_{\text{franqueo}} = 4.24 \text{ m}^2$$

$$Q_3 = 0.15 \frac{\text{m}^3}{\text{seg}} * 4.24 \text{m}^2 * \frac{60 \text{seg}}{\text{min}}$$

$$Q_3 = 38.16 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

Caudal total de aire necesario en la veta Valentina.

$$Q_T = Q_1 + Q_2 + Q_3$$

$$Q_T = 52.2 \frac{\text{m}^3}{\text{min}} + 78.46 \frac{\text{m}^3}{\text{min}} + 38.16 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

$$Q_T = 168.82 \frac{\text{m}^3}{\text{min}} + 15\% \text{ por fugas}$$

$$Q_T = 194.14 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

Diámetro de la manga de ventilación

$$D_{\text{ventil.}} = 0.25 * \sqrt{S_{\text{franqueo}}}$$

$$D_{\text{ventil.}} = 0.25 * \sqrt{4.24 \text{m}^2}$$

$$D_{\text{ventil.}} = 0.52 \text{ m} \approx 0.5 \text{ m}$$

Distancian del frente de trabajo y la manga de ventilación

$$D_{\text{manga-frente}} = 3 * \sqrt{S_{\text{franqueo}}}$$

$$D_{\text{manga-frente}} = 3 * \sqrt{4.24 \text{m}^2}$$

$$D_{\text{manga-frente}} = 6.17 \text{ m} \approx 6 \text{ m}$$

En función del caudal requerido de aire se ha considerado la implementación de un ventilador de tipo axial modelo VA50F-10 de la empresa Induminer, el cual permite la circulación de un caudal de 2.6 a 4.1 m³/s, acoplándose a un ducto o maga de ventilación de 500 mm de diámetro de la marca Schussler S.A. Las especificaciones técnicas se resumen en la tabla 66.

Tabla 66*Especificaciones Técnicas del Ventilador VA50F-10 y ducto de Ventilación*

Especificaciones Técnicas				
Modelo	Diam. Rotor (mm)	Caudal (m3/s)	Presión (Pa)	Potencia (Hp)
VA50F-10	500	2.6 a 4.1	240-1540	10
Ducto de Ventilación				
Marca	Diámetro mm	Revestimiento	Material	Color
Schussler S.A	500	PVC	Poliéster	Anaranjado

Nota: obtenido de SCHUSSLER S.A (S.f)

Para comprobar el circuito de ventilación seleccionado, se realizó un modelado de las labores de explotación en el software Ventsim, con la finalidad de establecer si el caudal de aire suple las necesidades de mantener la mina en condiciones óptimas de trabajo.

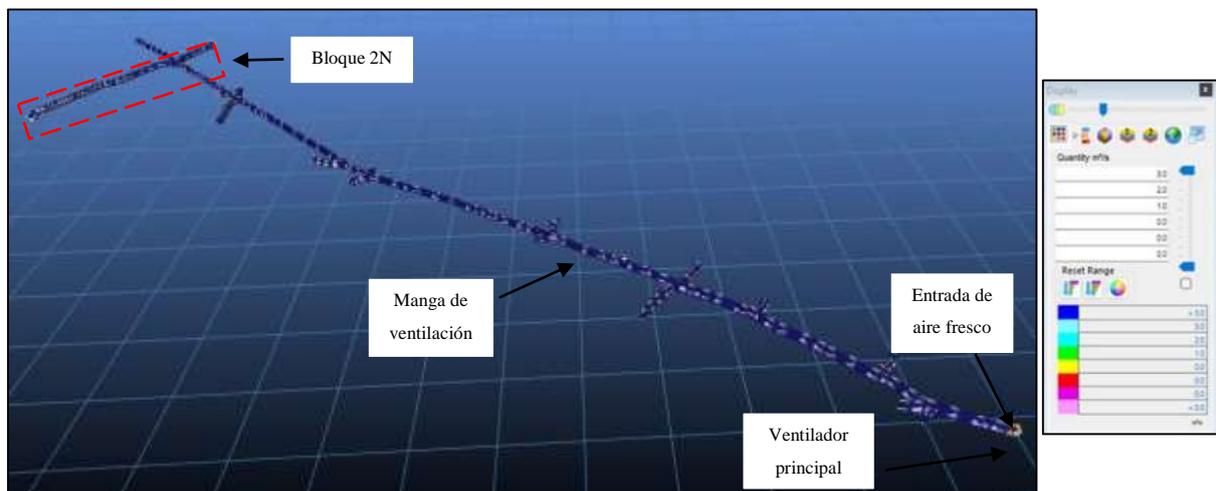


Figura 60. Modelo de ventilación propuesto

6.2.9. Saneamiento

Luego del tiempo de ventilación, en los frentes de trabajo se procede a verificar la efectividad de la voladura, controlando tiros quedados y el lavado de los hastiales y techo con el fin de descubrir rocas sueltas que serán removidas con ayuda de una barretilla de 1.60 metros o de 1.80 metros de longitud; siempre manteniendo un ángulo de 45° entre la barretilla y la horizontal.

6.2.10. Limpieza de los Tajos de explotación

Para el desalojo del material mineralizado desde la franja de explotación hacia los buzones de trasiego se utilizará un scraper o winche de arrastre neumático movido por un cabrestante de 2 tambores. La tabla 67 presenta las principales sus características técnicas.

Tabla 67*Características Técnico- Mineras del Winche de Arrastre*

Parámetros	Valoración	Unidad
Volumen de la cuchara	0.15	m ³
Ancho de la cuchara	0.75	m
Coefficiente de esponjamiento	1.41	---
Densidad del mineral	2.81	Tn/m ³
Velocidad de la cuchara cargada	0.75	m/seg
Velocidad de la cuchara vacía	1.2	m/seg
Distancia de Arrastre	23.5	m
Coefficiente de trabajo del equipo	0.90	%
Tiempo muerto	10-15	seg

Rendimiento del winche de arrastre***Volumen Extraído:***

$$V_{Ex\ veta} = V_v * K_{esponjameinto}$$

$$V_{Ex\ veta} = 15m^3 * 1.41$$

$$V_{Ex\ veta} = \mathbf{21.15\ m^3}$$

Tonelaje por ciclo de trabajo:

$$Tonelaje\ mena = V_{Extraído} * \delta_{mineral} \left(\frac{ton}{m^3} \right)$$

$$Tonelaje\ mena = 21.15\ m^3 * 2.81 \frac{Tn}{m^3}$$

$$Tonelaje\ mena = \mathbf{59.44\ Tn}$$

Capacidad cuchara

$$Cc = \frac{Vol * densidad}{K_{esponjamiento}}$$

$$Cc = \frac{0.15 * 2.81}{1.41}$$

$$Cc = \mathbf{0.30\ Tn}$$

Rendimiento del equipo

$$Rs = \frac{3600 * Cc}{\frac{L. \text{arrastre}}{V. \text{cuchara}} + \frac{L. \text{arrastre}}{V. \text{vacía}} + t. \text{muerto}}$$

$$Rs = \frac{3600 * 0.30 Tn}{\frac{23.5}{0.75m/seg} + \frac{23.5}{1.1m/seg} + 10seg}$$

$$Rs = 17.73 Tn/h$$

Tiempo de desalojo del Mineral

$$\text{Tiempo desalojo} = \frac{\text{Tonelaje mena}}{Rs}$$

$$\text{Tiempo desalojo} = \frac{59.44 Tn}{17.73 Tn/h}$$

$$\text{Tiempo desalojo} = 3.35 \text{ horas}$$

6.2.11. Carga y transporte

El material mineralizado se cargará directamente desde los buzones a los vagones mineros para posteriormente ser transportados hacia superficie. Se utilizará vagones tipo U de volteo posterior con una capacidad de 2 Tn, y una locomotora CT Y5/6G, equipos con los que la empresa ya cuenta en su inventario. Las características de los vagones y locomotora se presentan en la tabla 68.

Tabla 68

Características de los Equipos de Transporte

Vagones Mineros	
Modelo	U-35
Capacidad	2 Tn
Peso	620 kg
Trocha	600 mm
Distancia entre ejes	750 mm
Ancho	810 mm
Altura	1250 mm
Locomotora CT Y5/6G	
Modelo	CT Y5/6G
Capacidad de tracción	45 Tn
Peso total	5 Tn
Velocidad	7 km/h
Longitud	2850 mm
Alto	1550 mm

Ancho	810 mm
Distancia entre ejes	850 mm
Trocha	600 mm

Capacidad carga del vagón:

$$C = \frac{V_{\text{vagon}} * \delta_{\text{mineral}} * F_{C\text{Llenado del vagon}}}{K_{\text{esponjameinto}}}$$

$$C = \frac{1\text{m}^3 * 2.81 \frac{\text{Tn}}{\text{m}^3} * 0.90}{1.41}$$

$$C = 1.79 \text{ Tn}$$

Número de Vagones:

$$N = \frac{\text{Tonelaje}}{\text{Capacidad Carga}}$$

$$N = \frac{59.43 \text{ Tn}}{1.79 \text{ Tn}}$$

$$N = 33.20 \approx 33 \text{ carros minero U35}$$

Sim embargo, la empresa minera consta con un convoy de seis carros mineros U-35, por lo tanto, no se buscará la adquisición de una mayor cantidad de vagones, pero si se calculará el número de viajes necesarios para el desalojo del material mineralizado.

Número de Viajes:

$$N = \frac{\text{Tonelaje}}{\text{Capacidad Carga} * \text{Número Vagones}}$$

$$N = \frac{59.43 \text{ Tn}}{1.79 \text{ Tn} * 6}$$

$$N = 5.53 \approx 6 \text{ viajes}$$

Para calcular el tiempo total de carga y transporte se utilizó los datos tomados en campo y presentados en la tabla 69.

Tabla 69*Tiempos de Carga y Transporte*

Actividad	Tiempo	
	Horas	Minutos
1. Carguío de Vagón (convoy de 6)		12:52
6. Transporte		
1.3. Tiempo Ida (vagón lleno)		13:42
1.4. Tiempo vuelta (Vagón vacío)		10:32
6.3. Tiempo muerto		5

$$TT = (6 * 12.52) + (6 * 13.42) + (6 * 10.32) + (6 * 5)$$

$$TT = 4.13 \text{ horas}$$

6.2.12. Alumbrado

Para tener un ambiente óptimo de trabajo para el personal, se colocará luminarias led de 60w sobre el crucero Valentina (galería de transporte), puesto que el socavón principal ya cuenta con iluminación.

Adicional a ello el personal contará con iluminación móvil (lámparas porta casco de 1100 luxes), lo que permitirá al personal movilizarse libremente por los frentes de trabajo.

Flujo Luminoso

$$\phi T = \frac{Em * S}{Cu * Cm}$$

Donde:

Em: Iluminancia deseada, según el Decreto Ejecutivo 2393 de Ecuador las áreas de tránsito y circulación el nivel de iluminación debe ser al menos de 50 Lux

S: Superficie. (2 m x 100 m) = 200 m²

Cu: Coeficiente de utilización (0.51)

Cm: Mantenimiento: 0.6 para ambiente sucios

$$\phi T = \frac{50 \text{ lux} * 200 \text{ m}^2}{0.51 * 0.6}$$

$$\phi T = 32579.74 \text{ Lm}$$

Número de luminarias

$$N = \frac{\Phi T}{n * \Phi L}$$

Donde:

ΦT : flujo luminoso total: 32579.74 Lm

n = número de lámparas por luminaria 1 bombilla led de 60W

ΦL : flujo luminoso de una lámpara: 6000 Lm

$$N = \frac{32579.74 \text{ Lm}}{1 * 6000 \text{ Lm}}$$

$$N = 6 \text{ luminarias}$$

Distancia máxima entre luminarias

$$\text{Distancia} = \frac{100 \text{ metros}}{6 \text{ luminarias}}$$

$$\text{Distancia} = 17 \text{ metros}$$

6.2.13. Drenaje

Al examinar el estado del macizo rocoso dentro del bloque 2N, se determinó que existe un caudal de 0.46 ltrs (ver tabla 22), por ende, para poder generar una evacuación eficiente del caudal de agua actual y tomando en cuenta el aumento del mismo en épocas de invierno por infiltración desde la superficie se ha diseñado una cuneta rectangular de 0.30 x 0.20 metros, con una pendiente positiva de 1/100 (1%). La figura muestra el diseño de la cuneta de drenaje.

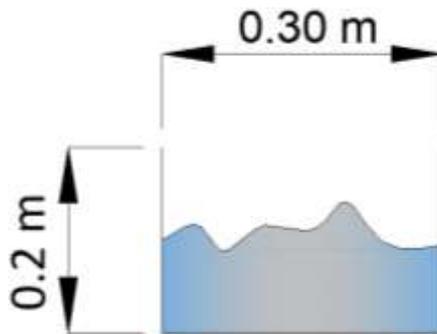


Figura 61. Dimensiones de la Cuneta de Desagüe

6.2.14. Fortificación

En base a las clasificaciones geomecánicas realizadas en el macizo rocoso de la zona de estudio utilizando la metodología del RMR de Bieniawski y de Q de Barton, indican que el macizo presente tiene una calidad buena y estable por lo que no es necesario la implementación de fortificaciones adicionales, ya que la roca en si proporciona el suficiente soporte, además que las secciones excavadas son pequeñas. Sin embargo, por anisotropías puntuales implementación de cuadros de fortificación puntual

6.2.15. Cronograma de Trabajo

Las actividades necesarias para la explotación de la zona mineralizada dentro del bloque 2N se realizan en turnos de 6 horas con un avance de 1 metro. En la tabla 70 se describen los tiempos empleados en cada actividad.

Tabla 70

Cronograma de Trabajo del Bloque 2N

Actividad	Primer Turno (6h)						Cambio Turno (1:30h)	Segundo turno (6h)						
	1	2	3	4	5	6		1	2	3	4	5	6	
Relleno (extendido)														
Perforación														
Cargado, voladura														
Ventilación														
Limpieza y Transporte														

De esta forma en el primer turno de trabajo no habrá transporte de mineral hacia superficie, esto debido a que se empieza con la perforación de la galería de corte, es decir que en el segundo turno de trabajo se realiza el desalojo y transporte del mineral arrancado en el turno anterior.

6.2.16. Rendimiento de Trabajo

El rendimiento del ciclo de trabajo será igual al tonelaje de mineral producido dividido para la carga horaria por ciclo de trabajo.

$$R_{rt} = \frac{T_{ma} * K_e}{h_t}$$

$$R_{rt} = \frac{42.15 \text{ Tn} * 1.41}{12}$$

$$R_{rt} = 4.95 \frac{\text{ton}}{\text{hora}}$$

El tonelaje de material mineralizado producido en un día de trabajo cuando se explota mineral s es de: 59.43 ton/día

$$P_d = \text{Rendimiento real del trabajo} * \text{carga horaria}$$

$$P_d = 4.95 \frac{\text{ton}}{\text{hora}} * 12 \text{ horas}$$

$$P_d = 59.43 \frac{\text{ton}}{\text{día}}$$

De esta forma para tener una productividad diaria de 59.43 Ton en los 2 turnos de trabajo, y con un total de 10 personas (personal directo y auxiliar) necesarias para la producción de material mineralizado, el índice de trabajo es de: 2.97 Ton por persona por día de trabajo.

$$\text{Indice trabajo} = \frac{P_d}{N_{pt} * N_t}$$

Dónde:

P_d : Producción diaria

N_{pt} : Personal por turno

N_t : Número de Turnos

$$\text{Indice trabajo} = \frac{59.43}{10 * 2}$$

$$\text{Indice trabajo} = 2.97 \frac{\text{ton}}{\text{persona} - \text{turno} - \text{tajo}}$$

6.2.17. Comparativa entre lo Actual y lo Propuesto

La tabla 71 presenta que la propuesta planteada refleja valores favorables, aumentando la cantidad del volumen y tonelaje de extracción en el frente de explotación, se redujo el número de perforaciones realizadas lo cual permitió disminuir el consumo de sustancia explosiva dando como resultado una reducción en los costes de producción.

Tabla 71*Comparativa entre el Sistema Actual de Explotación y el Propuesto*

Parámetros del Sistema	Actual	Optimizado	Unidad
Longitud de Perforación	1.6	1.6	m
Avance efectivo (perforación galerías)	1.50	1.52	m
Productividad diaria del Tajo	34.26	59.43	Tn-mineral/ día
Rendimiento	1.71	2.97	Tn/Hombre-día
Galería Nivel sección	5.01	4.24	m ²
Costo sustancia explosiva	72.25	55.88	\$/m
Galería de corte sección	3	2.83	m ²
Costo sustancia explosiva	40.65	48.76	\$/m
Chimeneas sección	1.69	2.25	m ²
Costo sustancia explosiva	28.03	28.74	\$/m

6.3. Resultados del Tercer Objetivo: Evaluar Técnica y Ecoicamente la Propuesta de Optimización.

El análisis técnico-económico de la propuesta de optimización se realizó de la siguiente manera:

6.3.1. Costos del Método de Explotación Utilizado Actualmente

Tabla 72

Costos por Mano de Obra

Función	Salario Real	Salario Nominal	Factor Real de Pago	Costo Diario (\$/día)
Ingenieros (geología-minas)	2200	1500	1.47	50
Jefes de nivel	1100	900	1.22	30
Perforista	1200	800	1.5	26.67
Ayudantes de perforación	900	560	1.61	18.67
Topografía	1000	573	1.75	19.1
Locomotorista	740	450	1.64	15
Ayudante locomotora	650	430	1.51	14.33
Palero	570	340	1.68	11.33
Electricista	800	520	1.54	17.33
Tuberos	700	430	1.63	14.33
Rieleros	700	430	1.63	14.33
Enmaderador	700	430	1.63	14.33

Nota: Costo por mano de obra. Obtenido de: Torres (2023)

6.3.1.1. Costos por Materiales e Insumos

En este punto se calcularán los costos referentes al equipo de protección personal y herramienta menor utilizada por el personal para la realización de los trabajos de explotación en el bloque 2N.

Tabla 73

Costo Diario de los Equipos de Protección Personal

Descripción	Costo Unitario	Vida Útil	Costo Diario (\$/día)
Casco	9	12 meses	0.024
Guantes	3.5	7 días	0.5
Tapón de oídos	1.25	22 días	0.057
Mascarilla	43.32	6 meses	0.33
Chaleco reflectivo	21.80	6 meses	0.17
Orejeras	9.15	12 meses	0.04
Pantalón	13.70	6 meses	0.10
Camiseta	8.3	6 meses	0.062
Botas	12.95	5 meses	0.12
Lámpara de mina	94.3	2 años	0.18
Total			1.58

La tabla 74 indica el costo diario de la herramienta menor utilizada por el personal en los frentes de trabajo.

Tabla 74

Costo Diario de Herramienta Menor

Descripción	Costo Unitario	Vida Útil	Costo Diario (\$/día)
Flexómetro de 5 m	6.5	3 meses	0.098
Navaja	4.5	5 meses	0.041
Combo de 3 libras	9.75	4 meses	0.11
Playo o alicate	10.32	3 meses	0.16
Llave de tubo	16.25	3 meses	0.25
Palas	16.40	1 meses	0.75
Spray	2.5	15 días	0.17
	Total		1.58

La tabla 75 muestra los costos por equipos y maquinarias utilizados por el sistema de explotación actual.

Tabla 75

Costo de Maquinaria y equipos

Descripción	Costo Unitario	Vida Útil	Costo Diario (\$/día)
Perforadora YT-27	850	6 meses	4.72
Manguitos, adaptadores de broca y barrenos, aceite, cortadoras y adaptadores para conexión de agua y aire.	97.35	1 meses	3.25
Compresor Atlas Copco GR 110-200	30 000	10 años	8.33
Pulmón de aire TP300	3 340	10 años	0.93
Locomotoras Eléctricas	25 000	5 años	13.89
Vagones U-35	1700	12 meses	4.72

Nota: Costo maquinaria y equipos. Obtenido de: Torres (2023)

6.3.1.2. Costos Unitarios de Perforación

Tabla 76

Costos Unitarios de Perforación del Sistema Actual de Explotación

N°	Personal	Salario	Factor Real de Pago	Alimentación	Total (\$/turno)	Rendimiento (m perf.- Turno)	Costo (\$/m. perf)
1(3.5%)	Ingenieros	1.75	1.47	4.8	8.02	40.5	0.20
1 (15%)	Jefes de nivel	4.5	1.22	4.8	10.52	40.5	0.26
1	Perforista	26.67	1.5	4.8	32.97	40.5	0.81
1	Ayudante	18.67	1.61	4.8	25.08	40.5	0.64
A=							1.90
<i>Equipos</i>							
Descripción	Costo (\$/día)		Rendimiento		Costo (\$/m. perf)		
Perforadora	4.72		40.5		0.12		
Accesorios	3.25		40.5		0.08		
Compresor	8.33		40.5		0.21		
Pulmón de aire	0.93		40.5		0.02		
EPP(4)	6.32		40.5		0.16		
Herramienta	1.58		40.5		0.04		
B=							0.63
<i>Materiales</i>							
Descripción	Costo unitario		Rendimiento (m perf)		Costo (\$/m. perf)		
Barrenos	115.40		180		0.64		
Brocas	15.44		64		0.24		
C=							0.88

Total costos Directos = 3.41 (\$/m. perf)

Costos Indirectos

Descripción	Porcentaje %	Costo (\$/m. perf)
Administración	15	0.52
Varios + Imprevistos	10	0.34
Total		0.86

El valor total de costos de perforación es la suma del total de costos directos con costos indirectos: **4.27 \$/m. perf**

6.3.1.3. Costos unitarios de Sustancia Explosiva y Carguío

Tabla 77

Costos Unitarios de Sustancia Explosiva y Carguío de la misma

N°	Personal	Salario	Factor Real de Pago	Alimentación	Total (\$/turno)	Rendimiento (m perf.- Turno)	Costo (\$/m. perf)
1(3.5%)	Ingenieros	1.75	1.47	4.8	8.02	36	0.22
1 (15%)	Jefes de nivel	4.5	1.22	4.8	10.52	36	0.29
1	Perforista	26.67	1.5	4.8	32.97	36	0.92
1	Ayudante	18.67	1.61	4.8	25.08	36	0.72
A=							2.14
<i>Equipos</i>							
Descripción		Costo (\$/día)	Rendimiento		Costo (\$/m. perf)		
Compresor		8.33	36		0.23		
Pulmón de aire		0.93	36		0.03		
EPP(4)		6.32	36		0.18		
Herramienta		1.58	36		0.04		
B=							0.48
<i>Materiales</i>							
Descripción		Costo unitario(\$/m)	Cantidad(m carga/metro avance)		Costo (\$/m. perf)		
Sustancia Explosiva		40.65	22		1.84		
C=							1.84

Total costos Directos = 4.46 (\$/m. cargado)

Costos Indirectos

Descripción	Porcentaje %	Costo (\$/m. perf)
Administración	15	0.67
Varios + Imprevistos	10	0.45
Total		1.12

Total de Costos de cargado: 5.57 \$/m cargado

6.3.1.4. Costos Unitarios de Limpieza

Tabla 78

Costos Unitarios de Limpieza del Sistema Actual de Explotación

N°	Personal	Salario	Factor Real de Pago	Alimentación	Total (\$/turno)	Rendimiento (m ³ / turno)	Costo (\$/m ³)
1(3.5%)	Ingenieros	1.75	1.47	4.8	8.02	4.5	1.78
1 (15%)	Jefes de nivel	4.5	1.22	4.8	10.52	4.5	2.34
1	Locomotorista	15	1.64	4.8	21.44	4.5	4.76
1	Ayudante	14.33	1.51	4.8	20.64	4.5	4.59
3	Paleros	33.99	1.68	4.8	40.47	4.5	8.99
A=							22.46
<i>Equipos</i>							
Descripción	Costo (\$/día)	Rendimiento (m ³ / turno)		Costo (\$/m ³)			
Locomotora	13.89	4.5		3.09			
Vagones	4.72	4.5		1.05			
EPP(7)	11.06	4.5		2.46			
Herramienta	1.58	4.5		0.35			
B=							6.95

Total costos Directos = 29.41 (\$/m³)

Costos Indirectos

Descripción	Porcentaje %	Costo (\$/m. perf)
Administración	15	4.41
Varios + Imprevistos	10	2.94
Total		7.35

Total de Costos de limpieza: 36.76 (\$/m³)

6.3.1.5. Costos Unitarios de Colocación de Rieles

Para este apartado se tomó como punto de partida que el personal coloca un total de 20 metros de rieles por cada turno de trabajo.

Tabla 79

Costos Unitarios por Colocación de Rieles

N°	Personal	Salario	Factor Real de Pago	Alimentación	Total (\$/turno)	Rendimiento (m gal.- Turno)	Costo (\$/m. gal)
1(3.5%)	Ingenieros	1.75	1.47	4.8	8.02	20	0.40
1 (15%)	Jefes de nivel	4.5	1.22	4.8	10.52	20	0.53
1	Rielero	14.33	1.63	4.8	20.76	20	1.04
1	Ayudante	11.33	1.68	4.8	17.81	20	0.89
A=							2.86
<i>Equipos</i>							
Descripción		Costo (\$/día)		Rendimiento		Costo (\$/m. gal)	
EPP(4)		6.32		20		0.32	
Herramienta		1.58		20		0.08	
B=							0.40
<i>Materiales</i>							
Descripción		Costo unitario(\$/unidad)		Cantidad(Unidad/galeria)		Costo (\$/m. gal)	
Rieles (m)		32		2		64	
Clavos (libra)		0.81		0.2		0.17	
Durmientes		2.85		1		2.85	
C=							67.02

Total costos Directos = 70.28 (\$/m. gal)

Costos Indirectos

Descripción	Porcentaje %	Costo (\$/m. perf)
Administración	15	10.54
Varios + Imprevistos	10	7.03
Total		17.57

Total de Costos de limpieza: 87.85 (\$/m. gal)

6.3.1.6. Costos Unitarios de Aire, Agua y Electricidad

Para este apartado se tomó como punto de partida que el personal instala los servicios de agua, aire y electricidad en 30 metros de galería por cada turno de trabajo.

Tabla 80

Costos Unitarios de Aire, Agua y Electricidad en el Sistema Actual de Explotación

N°	Personal	Salario	Factor Real de Pago	Alimentación	Total (\$/turno)	Rendimiento (m gal.- Turno)	Costo (\$/m. gal)
1(3.5%)	Ingenieros	1.75	1.47	4.8	8.02	30	0.27
1	Electricista	17.33	1.54	4.8	23.67	30	0.79
1	Tubero	14.33	1.63	4.8	20.76	30	0.69
1	Ayudante	11.33	1.68	4.8	17.81	30	0.59
A=							2.34
<i>Equipos</i>							
Descripción		Costo (\$/día)		Rendimiento		Costo (\$/m. gal)	
EPP(4)		6.32		30		0.21	
Herramienta		1.58		30		0.05	
B=							0.26
<i>Materiales</i>							
Descripción		Costo unitario(\$/unidad)	Cantidad(Unidad/m instalado)		Costo (\$/m. instalado)		
Cable eléctrico trifásico (m)		4.87	1		4.87		
Tubería (m)		2.03	1		2.03		
Soporte		1.2	3		3.6		
Varios		4.5	1		4.5		
C=							15

Total costos Directos = 17.60 (\$/m. gal)

Costos Indirectos

Descripción	Porcentaje %	Costo (\$/m. intalado)
Administración	15	2.64
Varios + Imprevistos	10	1.76
Total		4.40

Total de Costos de limpieza: 22 (\$/m. intalado)

6.3.1.7. Costos Unitarios de Topografía.

Tabla 81

Costos Unitarios por Topografía

N°	Personal	Salario	Factor Real de Pago	Alimentación	Total (\$/turno)	Rendimiento (m gal.- Turno)	Costo (\$/m. gal)
1 (3.5%)	Jefes de nivel	1.05	1.22	4.8	7.07	35	0.20
1	Topógrafo	19.1	1.63	4.8	20.76	35	0.73
1	Ayudante	14.33	1.68	4.8	20.81	35	0.59
A=							1.52

Equipos

Descripción	Costo (\$/día)	Rendimiento	Costo (\$/m. gal)
EPP(4)	6.32	35	0.18
Herramienta	1.58	35	0.05
Estación Total	4.16	35	0.12
Brújula	0.19	35	---
B=			0.36

Materiales

Descripción	Costo unitario(\$/unidad)	Cantidad(Unidad/galería)	Costo (\$/m. gal)
Spray	2.5	2	5
Estacas (madera)	0.32	2	0.64
Varios	3.5	1	3.5
C=			9.14

Total costos Directos = 11.02 (\$/m. gal)

Costos Indirectos

Descripción	Porcentaje %	Costo (\$/m. perf)
Administración	15	1.65
Varios + Imprevistos	10	1.10
Total		2.75

Total de Costos de topografía: 13.77 (\$/m. gal)

6.3.1.8. Costos por Tonelada de Material Mineralizado de los Tajos con el Sistema de Explotación Actual.

Tabla 82

Costo por Metro de Avance y por Tn Extraída de los Tajos

Descripción	Costo Unitarios (\$/Unidad)	Cantidad	Costo m. Avance (\$)	Cantidad	Costo Total \$	Toneladas Extraídas Tn	Costo (\$/ton)
Perforación	4.27 \$/m. perf	25 m perforados	106.75	40.5 m perforados	172.94	12.15	14.23
Sustancia explosiva y carguío	5.57 \$/m cargado	23.5 m cargados	130.90	36 m cargados	200.52	12.15	16.50
Limpieza y relleno	36.76 (\$/m ³)	1 m ³	36.76	4.5 m ³	165.42	12.15	13.61
Topografía	13.77 (\$/m. gal)	1 m galería	13.77	---	---	---	---
Colocación de Rieles	86.60 (\$/m. gal)	1 m galería	86.60	---	---	---	---
Instalación de servicios auxiliares	22 (\$/m. gal)	1m instalado	22	---	---	---	---
Costos por metro de Avance \$			396.72	Costo de Tn mineral extraída \$		44.34	

6.3.2. Costos Referentes a la Propuesta de Optimización del Sistema de Explotación por Corte y Relleno Ascendente

Los costos para la optimización se calcularon para aquellos parámetros en los que se realizaron cambios, debido a que los costos de los parámetros en los que no se realizaron cambios permanecerán iguales.

Tabla 83

Costos por Mano de Obra en el Sistema Optimizado

Función	Salario Real	Salario Nominal	Factor Real de Pago	Costo Diario (\$/día)
Ingenieros (geología-minas)	2200	1500	1.47	50
Jefes de nivel	1100	900	1.22	30
Perforista	1200	800	1.5	26.67
Ayudantes de perforación	900	560	1.61	18.67
Topografía	1000	573	1.75	19.1
Locomotorista	740	450	1.64	15
Ayudante locomotora	650	430	1.51	14.33
Palero	570	340	1.68	11.33
Electricista	800	520	1.54	17.33
Tuberos	700	430	1.63	14.33
Rieleros	700	430	1.63	14.33

Enmaderador	700	430	1.63	14.33
Soldador	700	430	1.63	14.33
Ayudante de soldador	570	340	1.68	11.33

Nota: Costo por mano de obra. Obtenido de: Torres (2023)

6.3.2.1. Costos por Materiales e Insumos

En este punto se calcularán los costos referentes al equipo de protección personal y herramienta menor utilizada por el personal no se verán sujetos a cambios, ya que en la propuesta de optimización se trabajará con los mismos materiales e insumos.

Tabla 84

Costo Diario de los Equipos de Protección Personal Sistema Optimizado

Descripción	Costo Unitario	Vida Útil	Costo Diario (\$/día)
Casco	9	12 meses	0.024
Guantes	3.5	7 días	0.5
Tapón de oídos	1.25	22 días	0.057
Mascarilla	43.32	6 meses	0.33
Chaleco reflectivo	21.80	6 meses	0.17
Orejas	9.15	12 meses	0.04
Pantalón	13.70	6 meses	0.10
Camiseta	8.3	6 meses	0.062
Botas	12.95	5 meses	0.12
Lámpara de mina	94.3	2 años	0.18
Total			1.58

Tabla 85

Costo Diario de Herramienta Menor Sistema Optimizado

Descripción	Costo Unitario \$	Vida Útil	Costo Diario (\$/día)
Flexómetro de 5 m	6.5	3 meses	0.098
Navaja	4.5	5 meses	0.041
Combo de 3 libras	9.75	4 meses	0.11
Playo	10.32	3 meses	0.16
Llave de tubo	16.25	3 meses	0.25
Palas	16.40	1 meses	0.75
Spray	2.5	15 días	0.17
Total			1.58

Tabla 86

Costo de Maquinaria y equipos Sistema Optimizado

Descripción	Costo Unitario	Vida Útil	Costo Diario (\$/día)
Perforadora YT-27	850	6 meses	4.72
Manguitos, adaptadores de broca y barrenos, aceite, cortadoras y adaptadores para conexión de agua y aire	97.35	1 meses	3.25
2 –Compresor Atlas Copco GR 110-200	30 000	10 años	8.33
Pulmón de aire TP300	3 340	10 años	0.93
Estación Total	7500	5 años	4.16

Ventilador VA50F-10	3700	3 años	3.43
Brújula Brunton	690	10 años	0.19
Locomotora Eléctrica CT Y5/6G	25 000	5 años	13.89
Vagones U-35	1700	12 meses	4.72
Scraper o Winche de arrastre	2400	2 años	3.33
Soldadora	1650	1 año	4.58

Nota: Costo maquinaria y equipos. Obtenido de: Torres (2023)

6.3.2.2. Costos Unitarios de Perforación en las Galerías de Preparación.

Tabla 87

Costos Unitarios de Perforación del Sistema Optimizado de Explotación

N°	Personal	Salario	Factor Real de Pago	Alimentación	Total (\$/turno)	Rendimiento (m perf.- Turno)	Costo (\$/m. perf)
1(3.5%)	Ingenieros	1.75	1.47	4.8	8.02	57.76	0.13
1 (15%)	Jefes de nivel	4.5	1.22	4.8	10.52	57.76	0.18
1	Perforista	26.67	1.5	4.8	32.97	57.76	0.57
1	Ayudante	18.67	1.61	4.8	25.08	57.76	0.43
A=							1.31

Equipos

Descripción	Costo (\$/día)	Rendimiento	Costo (\$/m. perf)
Perforadora	4.72	57.76	0.08
Accesorios	3.25	57.76	0.06
Compresor	8.33	57.76	0.14
Pulmón de aire	0.93	57.76	0.02
EPP(4)	6.32	57.76	0.11
Herramienta	1.58	57.76	0.03
B=			0.44

Materiales

Descripción	Costo unitario	Rendimiento (m perf)	Costo (\$/m. perf)
Barrenos	115.40	180	0.64
Brocas	15.44	64	0.24
C=			0.88

Total costos Directos = 2.63 (\$/m. perf)

Costos Indirectos

Descripción	Porcentaje %	Costo (\$/m. perf)
Administración	15	0.39
Varios + Imprevistos	10	0.26
Total		0.65

Total de Costos de Perforación: 3.28 \$/m. perf

6.3.2.3. Costos unitarios de Sustancia Explosiva y Carguío

Tabla 88

Costos Unitarios de Carguío de Sustancia Explosiva del Sistema Optimizado de Explotación

N°	Personal	Salario	Factor Real de Pago	Alimentación	Total (\$/turno)	Rendimiento (m perf.- Turno)	Costo (\$/m. perf)
1(3.5%)	Ingenieros	1.75	1.47	4.8	8.02	54.72	0.15
1 (15%)	Jefes de nivel	4.5	1.22	4.8	10.52	54.72	0.19
1	Perforista	26.67	1.5	4.8	32.97	54.72	0.60
1	Ayudante	18.67	1.61	4.8	25.08	54.72	0.46
A=							1.39
<i>Equipos</i>							
Descripción		Costo (\$/día)	Rendimiento		Costo (\$/m. perf)		
Compresor		8.33	54.72		0.15		
Pulmón de aire		0.93	54.72		0.02		
EPP(4)		6.32	54.72		0.12		
Herramienta		1.58	54.72		0.03		
B=							0.32
Materiales							
Descripción		Costo unitario(\$/m)	Cantidad(m carga/metro avance)		Costo (\$/m. perf)		
Sustancia Explosiva		55.88	41.76		1.33		
C=							1.33

Total costos Directos = 3.80 (\$/m. perf)

Costos Indirectos

Descripción	Porcentaje %	Costo (\$/m. perf)
Administración	15	0.46
Varios + Imprevistos	10	0.30
Total		0.76

Total de Costos de cargado: 4.19 \$/m. cargado

6.3.2.4. Costos Unitarios de Limpieza

Tabla 89

Costos Unitarios de Limpieza del Sistema Optimizado de Explotación

N°	Personal	Salario	Factor Real Pago	Alimentación	Total (\$/turno)	Rendimiento (m ³ / turno)	Costo (\$/m ³)
1(3.5%)	Ingenieros	1.75	1.47	4.8	8.02	7.098	1.12
1 (15%)	Jefes de nivel	4.5	1.22	4.8	10.52	7.098	1.48
1	Locomotorista	15	1.64	4.8	21.44	7.098	3.02
1	Ayudante	14.33	1.51	4.8	20.64	7.098	2.90
4	Paleros	45.32	1.68	4.8	51.8	7.098	7.30
A=							15.81
<i>Equipos</i>							
Descripción	Costo (\$/día)	Rendimiento (m ³ / turno)	Costo (\$/m ³)				
Locomotora	13.89	7.098	1.96				
Vagones	4.72	7.098	0.66				
EPP(7)	11.06	7.098	1.55				
Herramienta	1.58	7.098	0.22				
B=			4.39				

Total costos Directos = 20.20 (\$/m³)

Costos Indirectos

Descripción	Porcentaje %	Costo (\$/m. perf)
Administración	15	3.03
Varios + Imprevistos	10	2.02
Total		5.05

Total de Costos de limpieza: 25.25 (\$/m³)

6.3.2.5. Costos Unitarios de Colocación de Rieles.

Para este apartado se tomó como punto de partida que el personal coloca un total de 20 metros de rieles por cada turno de trabajo.

Tabla 90

Costos Unitarios de Colocación de Rieles en el Sistema de Explotación Optimizado

N°	Personal	Salario	Factor Real de Pago	Alimentación	Total (\$/turno)	Rendimiento (m gal.- Turno)	Costo (\$/m. gal)
1(3.5%)	Ingenieros	1.75	1.47	4.8	8.02	20	0.40
1 (15%)	Jefes de nivel	4.5	1.22	4.8	10.52	20	0.53
1	Rielero	14.33	1.63	4.8	20.76	20	1.04
1	Ayudante	11.33	1.68	4.8	17.81	20	0.89
A=							2.86
<i>Equipos</i>							
Descripción		Costo (\$/día)	Rendimiento		Costo (\$/m. gal)		
EPP(4)		6.32	20		0.32		
Herramienta		1.58	20		0.08		
B=							0.40
<i>Materiales</i>							
Descripción		Costo unitario(\$/unidad)	Cantidad(Unidad/galería)		Costo (\$/m. gal)		
Rieles (m)		32	2		64		
Clavos (libra)		0.81	0.2		0.17		
Durmientes		2.85	1		2.85		
C=							67.02

Total costos Directos = 70.28 (\$/m. gal)

Costos Indirectos

Descripción	Porcentaje %	Costo (\$/m. perf)
Administración	15	10.54
Varios + Imprevistos	10	7.03
Total		17.57

Total de Costos de limpieza: 87.85 (\$/m. gal)

6.3.2.6. Costos Unitarios de Topografía.

Tabla 91

Costos Unitarios de Topografía en el Sistema de Explotación Optimizado

N°	Personal	Salario	Factor Real de Pago	Alimentación	Total (\$/turno)	Rendimiento (m gal.-Turno)	Costo (\$/m. gal)
1 (3.5%)	Jefes de nivel	1.05	1.22	4.8	7.07	35	0.20
1	Topógrafo	19.1	1.63	4.8	20.76	35	0.73
1	Ayudante	14.33	1.68	4.8	20.81	35	0.59
A=							1.52

Equipos

Descripción	Costo (\$/día)	Rendimiento	Costo (\$/m. gal)
EPP(4)	6.32	35	0.18
Herramienta	1.58	35	0.05
Estación Total	4.16	35	0.11
Brújula	0.19	35	---
B=			0.35

Materiales

Descripción	Costo unitario(\$/unidad)	Cantidad(Unidad/galería)	Costo (\$/m. gal)
Spray	2.5	2	5
Estacas (madera)	0.32	2	0.64
Varios	3.5	1	3.5
C=			9.14

Total costos Directos = 11.01 (\$/m. gal)

Costos Indirectos

Descripción	Porcentaje %	Costo (\$/m. perf)
Administración	15	1.65
Varios + Imprevistos	10	1.10
Total		2.75

Total de Costos de limpieza: 13.76 (\$/m. gal)

6.3.2.7. Costos Unitarios de Aire, Agua y Electricidad

Para este apartado se tomó como punto de partida que el personal instala los servicios de agua, aire y electricidad en 30 metros de galería por cada turno de trabajo.

Tabla 92

Costos Unitarios de Servicios Auxiliares en el Sistema de Explotación Optimizado

N°	Personal	Salario	Factor Real de Pago	Alimentación	Total (\$/turno)	Rendimiento (m gal.- Turno)	Costo (\$/m. gal)
1(3.5%)	Ingenieros	1.75	1.47	4.8	8.02	30	0.27
1	Electricista	17.33	1.54	4.8	23.67	30	0.79
1	Tubero	14.33	1.63	4.8	20.76	30	0.69
1	Ayudante	11.33	1.68	4.8	17.81	30	0.59
A=							2.34

Equipos

Descripción	Costo (\$/día)	Rendimiento	Costo (\$/m. gal)
EPP(4)	6.32	30	0.21
Herramienta	1.58	30	0.05
B=			0.26

Materiales

Descripción	Costo unitario(\$/unidad)	Cantidad(Unidad/m instalado)	Costo (\$/m. instalado)
Cable eléctrico trifásico (m)	4.87	1	4.87
Tubería (m)	2.03	1	2.03
Soporte	1.2	3	3.6
Varios	4.5	1	4.5
C=			15

Total costos Directos = 17.60 (\$/m. gal)

Costos Indirectos

Descripción	Porcentaje %	Costo (\$/m. instalado)
Administración	15	2.64
Varios + Imprevistos	10	1.76
Total		4.40

Total de Costos de limpieza: 22 (\$/m. gal)

6.3.2.8. Costos Unitarios de Ventilación

Tabla 93

Costos Unitarios de Ventilación en el Sistema de Explotación Optimizado

N°	Personal	Salario	Factor Real de Pago	Alimentación	Total (\$/turno)	Rendimiento (m gal.-Turno)	Costo (\$/m. gal)
1(3.5%)	Ingenieros	1.75	1.47	4.8	8.02	36	0.22
1 (15%)	Jefes de nivel	4.5	1.22	4.8	10.52	36	0.29
1	Tubero	14.33	1.63	4.8	20.76	36	0.74
1	Ayudante	11.33	1.68	4.8	17.81	36	0.49
A=							1.74

Equipos

Descripción	Costo (\$/día)	Rendimiento	Costo (\$/m. gal)
EPP(4)	6.32	36	0.18
Ventilador	3.43	36	0.10
Herramienta	1.58	36	0.04
B=			0.32

Materiales

Descripción	Costo unitario(\$/unidad)	Cantidad(Unidad/m instalado)	Costo (\$/m. instalado)
Manga ventilación	25	1	25
Accesorios	1.4	3	4.2
Varios	4.5	1	4.5
C=			33.7

Total costos Directos = 35.76 (\$/m. gal)

Costos Indirectos

Descripción	Porcentaje %	Costo (\$/m. instalado)
Administración	15	5.36
Varios + Imprevistos	10	3.58
Total		4.40

Total de Costos de limpieza: 44.70 (\$/m. gal)

6.3.2.9. Costos por Metro de Avance en las Galerías de Preparación bajo la Optimización.

Tabla 94

Costos por Metro de Avance en las Galerías de Preparación en el Sistema Optimizado

Descripción	Costo Unitarios (\$/Unidad)	Cantidad	Costo m. Avance (\$)
Perforación	3.28 \$/m. perf	25 m perforados	82
Sustancia explosiva y carguío	3.80 \$/m. cargado	23.5 m cargados	89.30
Limpieza	25.25 (\$/m ³)	1 m ³	25.25
Colocación de Rieles	87.85 (\$/m. gal)	1 m galería	87.85
Control Topografico	13.76 (\$/m. gal)	1 m galería	13.76
Instalación de servicios	22 (\$/m. gal)	1m instalado	22
Ventilación y desagüe	44.70 \$/m-instalado	m-instalado	44.70
Costos por metro de Avance \$			364.86

6.3.3. Costo por Tonelada de Mineral Extraída de los Tajos Bajo la Optimización.

6.3.3.1. Costos Unitarios de Perforación

Tabla 95

Costos Unitarios de Perforación del Sistema Optimizado de Explotación-Tajos

Nº	Personal	Salario	Factor Real de Pago	Alimentación	Total (\$/turno)	Rendimiento (m perf./ Turno)	Costo (\$/m. perf)
1(3.5%)	Ingenieros	1.75	1.47	4.8	8.02	70	0.11
1 (15%)	Jefes de nivel	4.5	1.22	4.8	10.52	70	0.15
1	Perforista	26.67	1.5	4.8	32.97	70	0.47
2	Ayudantes	37.34	1.61	4.8	43.75	70	0.63
A=							1.35
<i>Equipos</i>							
Descripción	Costo (\$/día)	Rendimiento		Costo (\$/m. perf)			
Perforadora	4.72	70		0.07			
Accesorios	3.25	70		0.05			
Compresor	8.33	70		0.12			
Pulmón de aire	0.93	70		0.02			
EPP(5)	7.90	70		0.11			
Herramienta	1.58	70		0.02			
B=				0.39			
<i>Materiales</i>							
Descripción	Costo unitario	Rendimiento (m perf)		Costo (\$/m. perf)			
Barrenos	115.40	170		0.67			
Brocas	30.88	60		0.52			
C=				1.18			

Total costos Directos = 2.92 (\$/m. perf)

Costos Indirectos

Descripción	Porcentaje %	Costo (\$/m. perf)
Administración	15	0.44
Varios + Imprevistos	10	0.29
Total		0.73

Total de Costos de Perforación: 3.65 \$/m. perf

6.3.2.2. Costos unitarios de Sustancia Explosiva y Carguío

Tabla 96

Costos Unitarios de Carguío de Sustancia Explosiva en el Sistema Optimizado-Tajos

N°	Personal	Salario	Factor Real de Pago	Alimentación	Total (\$/turno)	Rendimiento (m cargd.- Turno)	Costo (\$/m. cargd)
1(3.5%)	Ingenieros	1.75	1.47	4.8	8.02	70	0.11
1 (15%)	Jefes de nivel	4.5	1.22	4.8	10.52	70	0.15
1	Perforista	26.67	1.5	4.8	32.97	70	0.47
2	Ayudante	37.34	1.61	4.8	43.75	70	0.63
A=							1.36
Equipos							
Descripción	Costo (\$/día)	Rendimiento	Costo (\$/m. cargd)				
Compresor	8.33	70	0.12				
Pulmón de aire	0.93	70	0.02				
EPP(5)	7.90	70	0.11				
Herramienta	1.58	70	0.02				
B=			0.27				
Materiales							
Descripción	Costo unitario(\$/m)	Cantidad(m carga/metro avance)	Costo (\$/m. cargd)				
Sustancia Explosiva	197.05	70	2.82				
C=			2.82				

Total costos Directos = 4.45 (\$/m. perf)

Costos Indirectos

Descripción	Porcentaje %	Costo (\$/m. cargd)
Administración	15	0.67
Varios + Imprevistos	10	0.45
Total		1.12

Total de Costos de cargado: 5.57 \$/m. cargado barreno

6.3.2.3. Costos Unitarios de Limpieza

Tabla 97

Costos Unitarios de Limpieza en el Sistema Optimizado de Explotación-Tajos

N°	Personal	Salario	Factor Real de Pago	Alimentación	Total (\$/turno)	Rendimiento (m ³ / turno)	Costo (\$/m ³)
1(3.5%)	Ingenieros	1.75	1.47	4.8	8.02	20	0.40
1 (15%)	Jefes de nivel	4.5	1.22	4.8	10.52	20	0.53
1	Locomotorista	15	1.64	4.8	21.44	20	1.07
1	Ayudante	14.33	1.51	4.8	20.64	20	1.03
2	Paleros	22.66	1.68	4.8	29.14	20	1.46
A=							4.49
<i>Equipos</i>							
Descripción	Costo (\$/día)	Rendimiento (m ³ / turno)	Costo (\$/m ³)				
Locomotora	13.89	20	0.69				
Vagones	4.72	20	0.23				
Scraper	3.33	20	0.17				
EPP(7)	11.06	20	0.55				
Herramienta	1.58	20	0.08				
B=			1.72				
<i>Materiales</i>							
Descripción	Costo unitario	Cantidad (unidad/m ³)	Costo (\$/m ³)				
Tablas	6.5	1	6.5				
Lona	2.25	1	2.25				
B=			8.75				

Total costos Directos = 14.96 (\$/m³)

Costos Indirectos

Descripción	Porcentaje %	Costo (\$/m. perf)
Administración	15	2.24
Varios + Imprevistos	10	1.50
Total		3.74

Total de Costos de limpieza: 18.69 (\$/m³)

6.3.2.4. Costos por Tonelada de Mena Extraída mediante la Optimización.

Tabla 98

Costos Unitario de Tonelada Extraída de los Tajos de Explotación

Descripción	Costo Unitarios (\$/Unidad)	Cantidad	Costo Total \$	Toneladas Extraídas Tn	Costo (\$/Tn)
Perforación	3.65 (\$/m. perf)	70 m perforados	255.67	42.15	6.07
Sustancia explosiva y carguío	5.57 \$/m.cargado	70 m cargados	389.9	42.15	9.25
Limpieza	18.69 (\$/m ³)	20 m ³	373.92	42.15	8.87
Costos por Tn Extraída \$					24.19

6.3.4. Correlación Contable de los Resultados Obtenidos

En la tabla 99 podemos observar que el costo por metro de avance en las galerías de preparación del sistema de explotación actual es mayor al costo de avance de la propuesta de optimización, debido esencialmente a una mejor distribución de las perforaciones y carguío de sustancia explosiva en los frentes de trabajo.

Tabla 99

Parámetros de Relación entre los Costos Obtenido por Metro de Avance para el Sistema Actual de Explotación y la Variante Propuesta

Descripción	Costo Actual (\$)	Costo Propuesta (\$)
Perforación	106.75	82
Sustancia explosiva y carguío	130.90	89.30
Limpieza	36.76	25.25
Colocación de Rieles	86.60	87.85
Topografía	13.76	13.76
Instalación de servicios	22	22
Ventilación	---	44.70
Costos por metro de Avance \$	396.72	364.86

El costo por tonelada de mineral extraída disminuye con los cambios propuestos debido a que se mejora considerablemente la forma de limpieza del mineral volado de los tajos; y de igual forma existe un aumento significativo en la recuperación mineral ya que no se dejan pilares de mineral como sostenimiento (ver tabla 100).

Tabla 100

Parámetros de Relación entre los Costos Obtenido por Tonelada Extraída para el Sistema Actual de Explotación y la Variante Propuesta

Descripción	Sistema Actual		Sistema Optimizado	
	Toneladas Extraídas Tn	Costo (\$/ton)	Toneladas Extraídas Tn	Costo (\$/Tn)
Perforación	12.15	14.23	42.15	6.07
Sustancia explosiva y carguío	12.15	16.50	42.15	9.25
Limpieza	12.15	13.61	42.15	8.87
Costos por Tn Extraída \$	44.34		24.19	

6.3.4. Análisis de Sensibilidad

6.3.4.1. Inversión. Dentro de la inversión se considera toda la maquinaria que se necesitara para poner marcha la explotación del Bloque 2N (ver tabla 101).

Tabla 101

Inversión Necesaria para la Explotación del Bloque 2N

Cantidad	Equipo	Costo Unitario (\$)	Precio (\$)
2	Perforadora YT-27	850	1700
1	Accesorios de perforación	97.35	97.35
2	Compresor Atlas Copco GR 110-200	30 000	60 000
1	Pulmón de aire TP300	3340	3340
1	Estación Total	7500	7500
1	Ventilador Indumer VA50F-10	3700	3700
9	Manga ventilación V manga PVC flexible	241	2169
1	Brújula Brunton	690	690
1	Locomotora Eléctrica	25 000	25000
6	Vagones U-35 reforzados	1700	10200
1	Scraper o Winche de arrastre	2400	2400
1	Soldadora	1650	1650
Total Inversión (\$)		\$ 118446.35	

6.3.4.2. Ingresos. Para determinar la cantidad de ingresos de cada bloque de explotación se utilizó un escenario conservador donde a partir de las estadísticas de los precios de los metales en la Bolsa de Valores de Londres de los últimos 6 meses del presente año (Enero–junio 2024). La tabla 102 muestra los valores de oro, plata y cobre en este escenario conservador.

Tabla 102*Valor Conservador de los Metales últimos 6 meses*

Ítem	Unidades	Valor conservador
Valor de Au	USD \$/gr	66.27
Valor de Ag	USD \$/ gr	0.95
Valor de Cu	USD \$/ Lb	4.80

Tomando en consideración que en el proceso de beneficio ejecutado por la empresa minera posee un porcentaje promedio de recuperación del 82%, los ingresos generados por la venta del metal serian:

Tabla 103*Ingresos por la Venta de Mineral*

Bloque		% recuperación	Valor Conservador	Ingresos Escenario Conservador
Tn extraído	Ley mineral			
	2.96 gr/Tn Au		66.27	1081898,45
6726.11	11.29 gr/Tn Ag	82%	0.95	59155,5321
	0.04 % Cu		4.80	23346,0634
Total USD (\$)				1164400,048

6.3.4.3. Egresos. Los egresos totales son la suma de los costos unitarios que intervienen en la producción mineral. La tabla 104 muestra los egresos totales para la explotación de un bloque mineral.

Tabla 104*Egresos Totales por Bloque de Explotación*

Descripción	Costo (\$/Tn)
Perforación	4.45
Sustancia explosiva y carguío	6.94
Limpieza	4.50
Costo de planta	23.88
Costo Total \$/Tn	39.77
Egresos totales de producción \$	267 497.39
Inversión \$	118446.35
INGRESOS TOTALES \$	385943.74

6.3.4.4. Flujo de Caja. El flujo de caja se determinó sobre los datos de inversión, reservas minerales, ley mineral, precio de venta del metal, recuperación mineral, Capex y costos de operacionales.

Tabla 105

Flujo de Caja Correspondiente al Bloque 2N sin Impuestos

	Meses					
	1	2	3	4	5	6
Mineral Tratado Mensual (Tn)	1236.4	1236.4	1236.4	1236.4	1236.4	1236.4
Oro (gr/día)	166.35	166.35	166.35	166.35	166.35	166.35
Ley (gr/Tn)	2.96	2.96	2.96	2.96	2.96	2.96
Producción Oro (oz)	118	118	118	118	118	118
Venta (USD/oz)	242 504	242 504	242 504	242 504	242 504	242504
Recuperación Mineral	82%	82%	82%	82%	82%	82%
Ventas x Recuperación (USD/oz)	198 854	198 854	198 854	198 854	198 854	198854
Regalías (3%)	5966	5966	5966	5966	5966	5966
Costo de Operación (USD/oz)	509.66	509.66	509.66	509.66	509.66	509.66
CAPEX (USD/oz)	118446.35					30000
OPEX	59 968	59 968	59 968	59 968	59 968	59968
CFN	14 473	132 920	132 920	132 920	132 920	102920

Sin embargo, para determinar la rentabilidad del proyecto es necesario determinar un flujo de caja tomando en consideración impuestos (ver tabla 106)

Tabla 106

Flujo de Caja Correspondiente al Bloque 2N con Impuestos

CAPEX	-					-30000
	118446,35					
Ventas -MR (USD/oz)	198854	198854	198854	198854	198854	198854
OPEX	59968	59968	59968	59968	59968	59968
Flujo	138885	138885	138885	138885	138885	138885
Utilidades (15%)	20833	20833	20833	20833	20833	20833
Base imponible	118052	118052	118052	118052	118052	118052
Impuesto a la renta (25%)	29513	29513	29513	29513	29513	29513
CFN (USD)	-29907	88539	88539	88539	88539	58539
CFN (Miles USD)	-29,91	88,54	88,54	88,54	88,54	58,54

A pesar de la de la existencia de un flujo de caja negativo en el primer mes debido a la inversión inicial para la puesta en marcha de la explotación, pero en los cuatros meses siguientes representan ingresos constantes y positivos lo cual es señal de una estabilidad y sostenibilidad

en los ingresos sin embargo en el último mes los ingresos reflejan una disminución debido a las actividades de cierre del bloque de explotación. (ver figura 62).

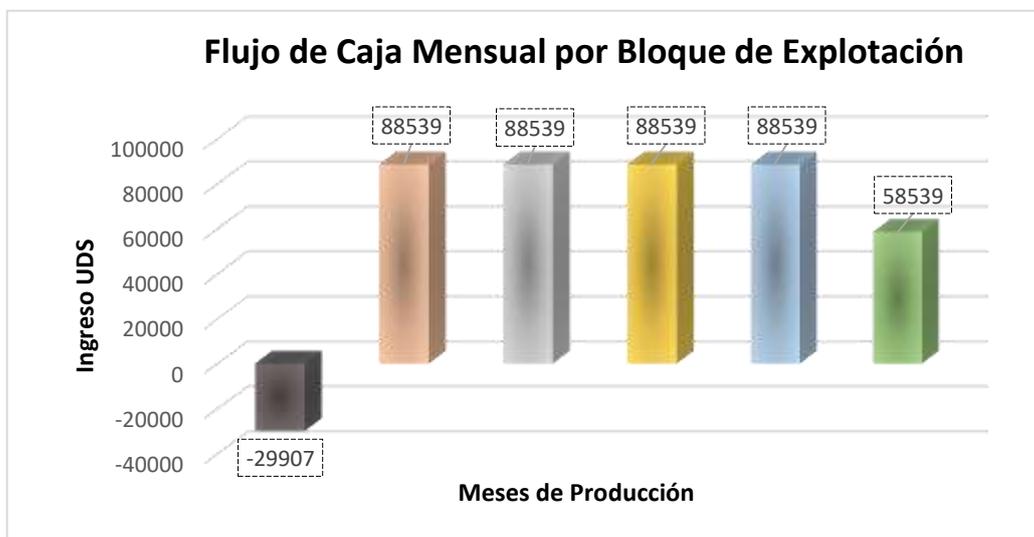


Figura 62. Flujo de Caja para un Tiempo Determinado

6.3.4.5. Análisis del VAN y TIR

Al analizar el VAN y el TIR se obtiene que: el VAN presenta un valor positivo (142.55) lo que permite interpretar que el proyecto es financieramente viable, mientras que el TIR presenta una tasa del 35.01% superando a la tasa de descuento del 15% lo que indica que el proyecto es rentable y cubrirá los costos iniciales.

Tabla 107

Análisis del VAN y TIR

MES	CNF(Miles USD)	VAN (Miles USD)	TIR
			35.01%
1	-29,91	-27.19	-22.15
2	88,54	73.17	48.57
3	88,54	66.52	35.98
4	88,54	60.47	26.65
5	88,54	54.98	19.74
6	58,54	33.04	9.67
Σ		142.55	0.00
Valor Descontado			15%

El análisis de sensibilidad revela que la explotación del bloque 2N es altamente sensible a las variaciones de los costos operativos y de los precios en el mercado. La tabla 108 muestra que los escenarios negativos pueden llevar a pérdidas económicas, mientras que el aumento en estos parámetros (escenario positivo) resultan en un aumento en la rentabilidad; esto destaca la

importancia de mantener los precios y controlar los gastos operativos para asegurar la viabilidad del proyecto.

Tabla 108

Análisis del VAN y TIR en Función de la Tasa de Descuento

	OPEX	PRECIO	VAN 15%	TIR
-40%	306	1236,6	-39,00	6,45%
-30%	357	1442,7	-4,09	14,13%
-20%	408	1648,8	30,83	21,36%
-10%	459	1854,9	65,75	28,28%
BASE	509,66	2061	100,66	35,01%
10%	561	2267,1	135,58	41,61%
20%	612	2473,2	170,50	48,13%
30%	663	2679,3	205,41	54,60%
40%	714	2885,4	240,33	61,05%

→ Bloque 2N

Al analizar la tabla anterior se tiene que, si el VAN es positivo, existe una rentabilidad financiera y si este es negativo tiende a provocar pérdidas económicas, de igual manera ocurre con el TIR en los escenarios del -30% y -40% , donde este tiende a ser menor que la tasa de descuento, es decir que en este punto considerando la variabilidad de los costos de producción y de los precios del mercado no se genera la rentabilidad suficiente en comparación con la tasa mínima aceptable; en términos simples invertir en un VAN y TIR de estas características ocasionará pérdidas financieras.

Por otro lado, en los demás escenarios donde el VAN sea positivo y el TIR sea mayor a la tasa de descuento, el proyecto será factible, es decir, no solo se recupera la inversión, sino que también genera ganancias.

Tomando como base lo expuesto anteriormente, el bloque 2N se enmarca dentro de la zona explotable financieramente con una rentabilidad mucho mayor a la tasa de descuento, de tal forma que la inversión necesaria para la explotación del bloque se recuperará a partir de la séptima semana y se empezarán a reflejar ganancias notorias en el tercer mes de explotación (ver figura 63).

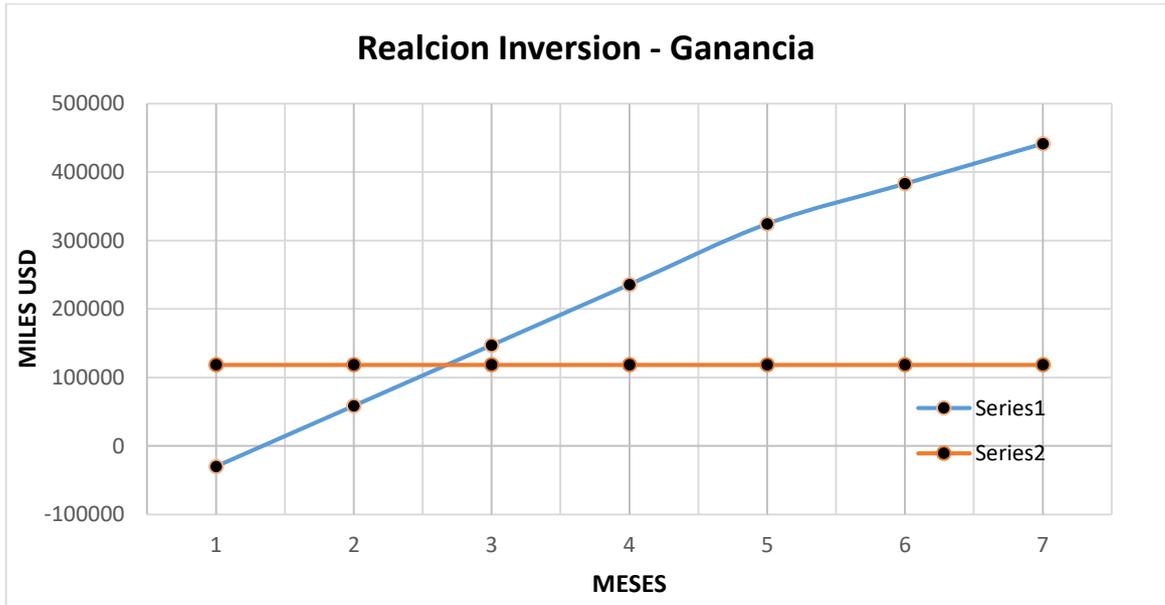


Figura 63. Relación Inversión-Ganancia

6.3.4.6. Utilidad Bruta. La utilidad bruta se calcula a partir de la diferencia entre los ingresos y los egresos del Proyecto.

$$Utilidad Bruta = Ingresos - Egresos$$

$$Utilidad Bruta = 1164400.048 - 385943.74$$

$$Utilidad Bruta = \$ 778 456. 3$$

6.3.4.7. Utilidad Neta. Para determinar la utilidad neta es necesario restar a la utilidad bruta algunas imposiciones por ley del Estado Ecuatoriano. La tabla 107 indica la utilidad generada por bloque de explotación.

Tabla 109

Utilidad Neta

Utilidad Neta	
Utilidad Bruta (UB)	778456.30
Regalías (3%*ingresos)	34932.00
Patentes (10%SBU*Ha)	1058
Utilidades Trabajadores (10%UB)	77845.63
Impuesto a la Renta (25%UB)	194614.08
UTILIDAD NETA	470006.59

6.3.5.8. Rentabilidad. Este aspecto se obtiene como el beneficio que genera una inversión, de esta forma se obtiene que la rentabilidad por bloque de explotación es de:

$$R = \frac{\text{Ingreso} - \text{Egreso}}{\text{ingreso}} * 100$$

$$R = \frac{1164400.048 - 385943.74}{1164400.048} * 100\%$$

$$R = 66.85\% \cong 67\%$$

6.3.5. Correlación Técnico-Operativa entre el sistema de Explotación Actual y el Propuesto.

La relación existente entre la forma de explotación actual y los cambios propuestos para la explotación se exponen tabla 110.

Tabla 110

Correlación entre la Forma Actual de Explotación y la Propuesta de Optimización

Parámetros del Bloque	Sistema Actual	Sistema Propuesto
Altura tajo	50 m	50 m
Largo tajo	30 m	50 m con buzones de trasiego cada 25 metros
Potencia promedio	0.52 m	0.52 m
Volumen de mena	780 m ³	1300 m ³
Tonelaje de mena	2106 Tn	3653 Tn
Volumen de veta en pilares	373.15 m ³	246.48 m ³
Tonelaje de veta en los pilares	1007.51 Tn	692.61 Tn
% mineral dejado en el bloque	47.84 %	18.96 %
Volumen de mineral arrancado por disparo	4.5 m ³	15 m ³
Tonelaje de mineral arrancado por disparo	12.15 Tn	42.15 Tn
Dilución del mineral en la franja de explotación	31.02 %	15.19 %
Costos por metro de avance	396.72 \$/metro avance	364.86 \$/metro avance
Costos por tonelada de Mena	44.34 \$/Tn	24.19 \$/Tn

En la tabla anterior se puede observar que las dimensiones del bloque se mantienen prácticamente iguales, no así en los demás parámetros de explotación lo cual nos da como resultado una serie de ventajas que serán analizadas a continuación en base a la propuesta realizada:

- En la variante de optimización propuesta no se deja mineral en pilares a excepción de los pilares de piso y techo de las galerías de nivel, ya que el relleno sumado a un macizo

competente genera condiciones favorables de estabilidad, lo que da una mayor cantidad de material mineralizado explotable por bloque.

- El costo de sustancia explosiva y la carga específica de sustancia explosiva en la explotación del bloque es menor mediante la aplicación de la propuesta de optimización, esto debido a la utilización de los desbanques.
- Disminución del porcentaje de dilución, mejoramiento en la eficiencia en voladura, lo que se refleja como mayor producción e índice de trabajo en comparación con el actual sistema de explotación.

7. Discusión

En el presente trabajo de investigación conforme al componente geológico-estructural se obtuvo que la zona de estudio se ubica en la Unidad Portovelo, donde Bonilla (2009), indica que esta unidad se encuentra dominada por lavas andesíticas masivas, porfídicas, basaltos andesíticos y brechas, sin embargo, de acuerdo a los resultados obtenidos la zona de estudio se encuentra caracterizada por la presencia de rocas andesíticas, andesíticas basálticas y brechas hidrotermales, información corroborada según la carta geológica Zaruma del Instituto Nacional de Investigación Minero Metalúrgico (2017).

Por otro lado, Pazmiño (2020) en su estudio “Modelamiento Geológico Basado en Trabajos Históricos y Actuales de la Mina Agua Dulce, Portovelo-Ecuador” menciona la presencia de estructuras inferidas dentro de la concesión minera, sin embargo, en el presente proyecto una vez concluida la fase de campo, no se encontró evidencia de dichas estructuras.

Los resultados obtenidos en este trabajo muestran diferencias significativas en las propiedades físico-mecánicas de las rocas de la Unidad Portovelo en comparación con los valores reportados por Crespo (2007). En particular, el peso específico promedio obtenido (2.72 g/cm^3) es ligeramente superior al valor previo (2.70 g/cm^3), mientras que la resistencia a la compresión simple (161.55 MPa) duplica con creces el valor reportado anteriormente (71.78 MPa). Estas discrepancias pueden atribuirse a diversos factores relacionados con la metodología de los ensayos, las características de las muestras y el contexto en que se realizaron las pruebas.

Dentro de la estimación de recursos minerales, Piedra (2015), menciona que el cálculo de recursos minerales mediante el método de los bloques de explotación (método convencional) en cuerpos vetiformes está en función del área del bloque, potencia promedio e inclinación de la estructura mineralizada, sin embargo esta metodología presenta limitaciones al momento de ser aplicada, ya que no se adapta a la geomorfología verdadera del cuerpo mineral.

De acuerdo con Tamayo (2016), la forma más eficiente de realizar la optimización de procesos es mediante la variación en el rendimiento de la maquinaria y la aplicación de criterios técnicos en el desarrollo de operaciones, sin embargo, en la presente investigación se pudo demostrar que la optimización no se limita únicamente al mejoramiento del rendimiento de maquinaria y equipos sino también abarca el diseño e implementación de nuevas infraestructuras.

Aramine (2023), plantea que una selección del sistema de explotación adecuado es crucial para garantizar la eficiencia y rentabilidad de una operación minera. Por ello se realizó la elección del sistema de explotación mediante la metodología numérica de Nicholas (1981), tomando como punto de partida a las condiciones geomecánicas y características del yacimiento, pero esta metodología presenta desventajas ya que no evalúa a profundidad aspectos de resistencia, estabilidad y costos operativos.

La comparación entre los sistemas de explotación mostró que el sistema de corte y relleno fue elegido sobre los otros debido a sus ventajas en términos de productividad, estabilidad, bajo costo y control de dilución, además de la flexibilidad del mismo para adaptarse a la variabilidad de los cuerpos tabulares o vetiformes, información corroborada por Crespo (2007), el cual indica que este sistema de relleno con la misma caja optimiza el tiempo de relleno debido a que este solo debe acomodarse, aumentando la seguridad previniendo el riesgo por colapsos y hundimientos de espacios vacíos.

En cuanto a la aplicación del sistema de explotación por corte y relleno ascendente, Valencia (2014) menciona que este sistema permite una recuperación $>75\%$ de las reservas minerales debido a la inexistencia de pilares como elemento de sostenimiento, concordando con los hallazgos obtenidos donde mediante la aplicación de este sistema de explotación en la veta Valentina se logra recuperar el 81.04% del total de los recursos minerales explotables; dejando un 18.96% de las mismas en los pilares de seguridad para el techo y piso de las galerías de nivel.

Finalmente, Crespo(2007), establece en su proyecto denominado “Elección del Sistema de Explotación del Bloque R-Norte de la veta Santa Ana, Distrito Minero Zaruma-Portovelo” que al comparar los costos de explotación por Tn de mineral extraído entre el sistema de explotación por cámaras y pilares; y, el de corte y relleno existe una variabilidad en los mismos, debido esencialmente a la utilización de los desbanques y no de cuñas en el arranque de mineral, además se menciona que la eficiencia o índice de trabajo tiende a ser mayor en el sistema de explotación por corte y relleno; corroborando de esta manera los resultados obtenidos en el presente trabajo, donde en la tabla 99 se muestra la variabilidad de los costos por tonelada extraída entre el sistema actual y la propuesta de optimización permitiendo pasar de una eficiencia de 1.71Tn/hombre-día a 2.97 Tn/hombre-día.

8. Conclusiones

El levantamiento geológico determino que el bloque 2N encuentra alojado entre rocas ígneas (andesitas y andesitas basálticas) de la unidad Portovelo, presentando un rumbo Este – Oeste.

La estructura Valentina caracteriza por presentar una asociación mineral polimetálica con presencia de: calcopirita, pirita, galena, esfalerita, plata y chispas de oro en su composición, con 32° de azimut y un ángulo de buzamiento que varía entre los 75° y 80° respectivamente y con una potencia promedio de 0.52m

El sistema de explotación actual por cámaras y pilares, aplicado al bloque 2N, presenta deficiencias significativas que limitan la recuperación mineral y la productividad diaria. La presencia de pilares en un macizo rocoso sumamente competente resulta en la pérdida sustancial de recursos minerales, con 1007.51Tn sin explotar por bloque. Además, el índice de trabajo, de apenas 1,71 Tn/hombre-turno evidencia una baja eficiencia laboral, reflejándose así en los costos de producción.

La mena mineralizada basándose en las muestras ensayadas, revelan un peso específico real promedio de 2.81 gr/cm³, y una resistencia a la compresión simple de 81.80 MPa, mientras que por otro lado la roca de caja presenta un peso específico promedio de 2.72 gr/cm³ y una resistencia a la compresión simple de 161.55 MPa.

El levantamiento geomecánico dentro del bloque 2N indica que según la metodología del RMR de Bieniawski el macizo rocoso tiene una clasificación promedio de 72.22 categorizado como una roca buena tipo II, mientras que el Índice Q lo categoriza como una roca de calidad muy buena con un valor de 43.92

Los recursos minerales del bloque 2N se categorizaron por medio del método de los bloques de explotación, basándose en los contenidos de los elementos oro (Au), plata(Ag) y cobre (Cu); datos provenientes de un muestreo sistemático cada 4 metros, para de esta manera establecer una ley media equivalente de 3.16 gr/Tn de Au (Eq) y unas reservas minerales probables de 23443.15 gr Au (Eq) por bloque de explotación.

La metodología numérica de Nicholas (1981) permite establecer que el sistema de explotación que mejor se adapta a las condiciones geológicas-geotécnicas de la estructura mineralizada y de la roca caja es el de corte y relleno ascendente.

Para la explotación del bloque 2N mediante el sistema de corte y relleno, se dividieron dos cámaras de explotación mediante chimeneas de 1.5m x 1.5m cada una. Las cámaras de explotación constan de 50 metros de largo y 50 metros de altura con buzones de trasiego cada 25 metros de distancia destinados al almacenamiento y distribución del mineral.

La optimización del sistema de explotación propuesto por corte y relleno ascendente respecto al sistema actual aplicado por cámaras y pilares se funda en la mayor recuperación de los recursos minerales disponibles, menor costo por tonelada extraída, menor costo por metro de avance y mejor soporte y estabilidad de las cámaras de explotación, derivado en un soporte continuo y uniforme del relleno.

Los resultados obtenidos indican un incremento significativo en la productividad diaria de la mina, pasando de 34.26 Tn-mineral/día a 59.43 Tn-mineral/día; así mismo, al caracterizar el sistema de explotación actual revela que dentro de los parámetros del bloque el tonelaje de mineral arrancado por disparo con 12.15 Tn, mientras que en el sistema propuesto es de 42.15 Tn definiendo un incremento positivo proporcional con la disminución del porcentaje de dilución en la franja de explotación pasando del 31.02 % al 15.19%.

El análisis de sensibilidad (VAN- TIR) muestra que tras los ingresos por venta de mineral en el primer mes se tiene un endeudamiento de \$29907 con respecto a la inversión inicial, sin embargo, a partir de los ingresos generados a partir del segundo mes se observan ganancias con respecto a la inversión, demostrando así que los resultados obtenidos, no solo proporciona una mejora en la viabilidad económica del proyecto, sino también ofrecen una mayor estabilidad financiera a largo plazo.

9. Recomendaciones

A partir de los resultados obtenidos en el presente trabajo investigativo se propone las siguientes recomendaciones:

Para la explotación eficiente de la veta Valentina, se recomienda implementar el sistema de explotación elegido (corte y relleno ascendente), por ser el que mejor se adapta a las condiciones, geológicas, geotécnicas y geomecánicas del cuerpo mineral.

Llevar un control constante de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso en las labores franqueadas con la finalidad de identificar posibles zonas de fallamiento y debilidad del macizo.

Conforme se desarrollen los trabajos de explotación, se recomienda realizar campañas de muestreo sobre la estructura mineralizada, con el objeto de conocer la variabilidad de las leyes y planificar los trabajos de arranque.

Monitorear continuamente la variabilidad del precio de los metales, los costos operacionales y de producción, ya que se involucran directamente en la rentabilidad del proyecto.

Evaluar y proponer mejoras en los procesos de recuperación de las plantas de beneficio y tratamiento de mineral, para que el porcentaje de recuperación aumente y de forma proporcional se vea reflejado en los ingresos económicos para la empresa minera.

Capacitar al personal sobre los aspectos relacionados con las mejoras técnico-operativas que se implementarán en el proceso minero-operativo como resultado de la aplicación de este trabajo investigativo.

10. Referencias

- Acosta, M.B. (2019). Rocas sedimentarias: Tipos, clasificación y ejemplos. Ecología Verde. Recuperado de <https://www.ecologiaverde.com/rocas-sedimentarias-tipos-clasificacion-y-ejemplos-2034.html>
- Acosta, M.B. (2021). Rocas ígneas: Tipos, Características y ejemplos - resumen. Ecología Verde. Recuperado de <https://www.ecologiaverde.com/rocas-igneas-tipos-caracteristicas-y-ejemplos-2020.html>
- Aramine, M. (2023). *Criterios de selección de métodos de explotación de minería subterránea*. Mexico.
- Banco Central del Ecuador. (2014). *La Minería Ecuatoriana*. Obtenido de <https://contenido.bce.fin.ec/documentos/Estadisticas/Hidrocarburos/cartilla00.pdf>
- Bernaola, J., Gómez, J., & Herbert, J. H. (2013). *Perforación y voladura de Rocas en Minería*. Madris. doi:10.20868/UPM.book.21848
- Bonilla, W. (2009). *METALOGENIA DEL DISTRITO MINERO ZARUMA-PORTOVELO REPÚBLICA DEL ECUADOR*. Buenos Aires, Argentina : Universidad de Buenos Aires.
- Braja, D. (1985). *Fundamentos de Ingeniería Geotécnica*. California: California State University, Sacramento.
- Bustillo, & Lopez. (1997). *Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras*. Madrid: ENTORNO GRAFICO S.L.
- Crespo, J. (2007). *Elección del Sistema de Explotación del Bloque R-Norte de la Veta Santa Ana, Distrito Zaruma -Portovelo*. Guayaquil.
- Delanoy, R. (2010). *Aspectos de Sismología Dominicana*. Santo Domingo. Obtenido de https://www.researchgate.net/publication/340115495_Aspectos_de_Sismologia_Dominicana
- Departamento de Seguridad Minera Gobierno de Chile. (2010). *Guía metodológica para Sistemas de*. Obtenido de <https://www.sernageomin.cl/wp-content/uploads/2018/12/GUIASISTEMASDEFORTIFICACIONYACUNADURA.pdf>

- García, F. (1994). *Curso Básico de Topografía*. Mexico: Árbol Editorial.
- González, A. (1995). *MANUAL DE GEOLOGIA PARA INGENIEROS*. Universidad Nacional de Colombia. Obtenido de <https://bitly.ws/35LGf>
- Griem. (2020). *Foliaciones: Diaclasas (joints)*. Obtenido de Geovirtual: <https://www.geovirtual2.cl/Geoestructural/02-diaclasas.htm>
- Henbert, J. H. (2020). *Introducción a la Minería Subterránea Vol. IV: Introducción a los métodos de Interior*. Madrid. doi:10.20868/UPM.book.62726
- Herbert, J. H. (2006). *Métodos de Minería a Cielo Abierto*. Madrid. doi:10.20868/UPM.book.10675
- Herbert, J. H. (2017). *Introducción a la minería. Conceptos, tecnologías y procesos.: Vol. Vol. I*. Madrid. doi:<https://doi.org/10.20868/UPM.book.62724>.
- Jiménez, Y. (2012). *SISTEMAS DE CLASIFICACIÓN PARA LA CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO*. Universidad Gran Colombia. Obtenido de <https://core.ac.uk/download/pdf/268442439.pdf>
- Lapresta, B. (2014). Clasificación Geomecánica RMR (Bieniawski) CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA RMR (BIENIAWSKI, 1989). Obtenido de <https://bitly.ws/35LGu>
- Millán, Á. V. (2018). *Guías de Seguridad para Sosténimiento de Minas Subterráneas*. Bogotá. Obtenido de <https://bitly.ws/35LGH>
- Nicholas, D. (1981). "Method Selection—A Numerical Approach,". New York: SME-AIME, New York.
- Otaño, & Blanco. (1988). *Nociones de Minería* .
- Oyanguren, P. R., & Monge, A. (2004). *Mecánica de Fundamentos e Ingeniería de Taludes*. Obtenido de https://oa.upm.es/14183/1/MECANICA_DE_ROCAS_1.pdf
- Piedra, I. (2015). *Diseño de la Galería de Transporte para la extracción del mineral de e la veta barbasco del condominio minero barbasco unificado del cantón Portovelo, provincia de El Oro*. Loja.
- Piqueras, V. Y. (2008). *Universidad Politécnica de Valencia*. Obtenido de <https://bitly.ws/35LGQ>

- Portal Minero S.A. (2006). *Manual General de Minería y Metalugía*. Laser S.A.
- Ramos, B. (2015). *Servicios Uxiliares Mineros*.
- Tamames, B. C., & Bieniawski, V. P. (2020). *Ground Characterization and Structural Analyses for Tunnel Design*. Taylor & Francis Group.
- Tamayo, A. (2016). *OPTIMIZACIÓN DEL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN PARA LA EXTRACCIÓN DE MATERIALES ÁRIDOS Y PÉTREOS DEL ÁREA MINERA “JUNIOR ACUMULADA, CÓDIGO 600524”, UBICADA EN EL SECTOR CHINGUILAMACA, ENTRE LA PARROQUIA MALACATOS-VALLADOLID DEL CANTON LOJA Y GONZANAMÁ*. Loja. Loja.
- Tarbuck, E., & Lutgens, F. (2005). *Ciencias de la Tierra: Una Introduccion a la Geología Física*. Madrid: Pearson Educación S.A.
- Torres, J. (2023). *Diseño de explotación del Bloque Reina de Oro operada por la Sociedad Minera Reina del Cisne en el Cantón Camilo Ponce Enríquez, provincia de Azuay*. Quito.
- Valencia, E. (2014). *OPTIMIZACIÒN DEL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN UTILIZADO EN LA MINA LIGA DE ORO*. Quito.
- Valencia, E. (2014). *OPTIMIZACIÒN DEL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN UTILIZADO EN LA MINA LIGA DE ORO*. Quito.
- Vallejo, L. G. (2002). *Ingeniería Geologica*. Madris: Pearson Educación .
- Vallejo, M. (2023). *PETROGRAFÍA DE LAS VETAS DE LA MINA CASA NEGRA PARA DEFINIR EL PROCESO DE CONMINUCIÓN, EMPRESA MINESADCO S.A., PROVINCIA EL ORO*. Loja.
- Vázquez, P. (2019). *Manual de prácticas de Laboratorio de Mecánica de Rocas (Parte I)*. Ciudad de Mexico.

11. Anexos

Anexo 1. Mapa de Ubicación Geográfica del Área de Estudio

Anexo 2. Mapa Geológico del Distrito Minero Zaruma-Portovelo

Anexo 3. Mapa topográfico superficial del Área Minera Bomba de Pacchapamba Unificada.

Anexo 4. Topografía Interior Mina del Proyecto Telma (Bocamina-Bloque 2N)

Anexo 5. Geología Local del Área Minera Bomba de Pacchapamba Unificada

Anexo 6. Geología Interior Mina (Bocamina-Bloque 2N)

Anexo 7. Vista Transversal del Sistema de Explotación Actual del Bloque 2N de la Mina Telma

Anexo 8. Malla de perforación y voladura en Galerías de Nivel

Anexo 9. Malla de Perforación y Voladura en Chimeneas y Ventanillas

Anexo 10. Afloramientos Superficiales y Descripción Macroscópica

Anexo 11. Descripción macroscópica de muestras de roca Interior Mina

Anexo 12. Data del Muestreo Veta Valentina Mina Telma

Anexo 13. Zonificación del Bloque 2N según el RMR

Anexo 14. Zonificación del Bloque 2N según el Sistema Q

Anexo 15. Diseño de la Propuesta del Sistema de Explotación del Bloque 2N de la Mina Telma.

Anexo 16. Propuesta del Pasaporte de Perforación y voladura de las Galerías de Nivel

Anexo 17. Pasaporte de Perforación y Voladura para la Galeria de Corte

Anexo 18. Pasaporte de Perforación y Voladura de chimeneas

Ubicados en la carpeta de anexos

Anexo 19

Tablas de Valorización Geomecánica

Ficha de Caracterización Geomecánica																			
Proyecto		Optimización del Sistema de Explotación del Bloque 2N						Ubicación				Por		Alex A. Carrión					
Mina		TELMA						Punto		Abscisa		Fecha							
N°		Orientación de Estaciones				Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)													
Estación		Azimut (°)		Buzamiento (°)		Parámetros		Rango de Valores											
1								Valor Estimado											
Tipo de Roca		Dureza		RQD (%)		RCS		Sis. Coord. (Datum)		Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1	
Andesita Basáltica				78,7		161,55				Valoración		15	12	7	4	2	1	0	
Característica de las discontinuidades												RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%	
N° De Familias	Tipo De Estructura	Rumbo	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (Val)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		20	17	13	8	3	
												Espaciamiento		> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m	
												Condición de Juntas		< 1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m	
												Persistencia		< 1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m	
J1												Valoración		6	4	2	1	0	
J1												Abertura		Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm	
J1												Valoración		6	5	4	1	0	
J2												Rugosidad		Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido	
J2												Valoración		6	5	3	1	0	
J3												Relleno		Limpio	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm	
J3												Valoración		6	4	2	2	0	
J3												Alteración		Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta	
J4												Valoración		6	5	3	1	0	
J4												Agua Subterránea		Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo	
J4												Valoración		15	10	7	4	0	
												Corrección por Orientación		Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable	
PROMEDIO					8,4	2,9	4	5,2	3	5	Valoración		0	-2	-5	-10	-12		
												Clasificación		Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala	
														100-81	80-61	60-41	40-21	<20	
												Valoración RMR		67,5		Clase de Macizo / Calidad			
														BUENA					

Ficha de Caracterización Geomecánica

Proyecto		Optimización del Sistema de Explotación del Bloque 2N										Ubicación				Por	Alex A. Carrión						
Mina		TELMA										Punto		Abscisa		Fecha							
N°		Orientación de Estaciones										Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)											
Estación		Azimut (°)		Buzamiento (°)						Parámetros		Rango de Valores											
1												Valor Estimado											
Tipo de Roca		Dureza		RQD (%)		RCS		Sis. Coord. (Datum)		Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1					
Andesita Basáltica				82		161,55				Valoración		15	12	7	4	2	1	0					
Característica de las discontinuidades												RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%					
N° De Familias	Tipo De Estructura	Rumbo	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (Val)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		20	17	13	8	3					
												Espaciamiento		> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m					
												Valoración		20	15	10	8	5					
												Condición de Juntas						Persistencia		< 1m	1-3m	3-10m	10-20m
J1		261°	81NE		10		2	4	6	3	5	Valoración		6	4	2	1	0					
J1		25°	48°SE		10		2	4	6	3	5	Abertura		Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm					
J1		5°	80°SE		10		2	4	6	3	5	Valoración		6	5	4	1	0					
J2		55	20 SE		10		3	4	6	3	5	Rugosidad		Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido					
J2		43	12 SE		10		3	4	6	3	5	Valoración		6	5	3	1	0					
J3		34	16 SE		15		4	4	6	3	5	Relleno		Limpio	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm					
J3		44	23 SE		15		4	4	6	3	5	Valoración		6	4	2	2	0					
J4		70	32 SE		10		3	5	6	6	6	Alteración		Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta					
J4		86	36 SE		10		3	5	6	6	6	Valoración		6	5	3	1	0					
Agua Subterránea												Seco		Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo						
												Valoración		15	10	7	4	0					
Corrección por Orientación												Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable							
PROMEDIO					11,11		2,89		4,22		6,00		3,67		5,22		Valoración		0	-2	-5	-10	-12
Clasificación												Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala							
												100-81	80-61	60-41	40-21	<20							
												Valoración RMR		72,1		Clase de Macizo / Calidad							
														BUENA									

Ficha de Caracterización Geomecánica																			
Proyecto	Optimización del Sistema de Explotación del Bloque 2N					Ubicación					Por	Alex A. Carrión							
Mina	TELMA					Punto				Abscisa			Fecha						
N°	Orientación de Estaciones					Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)													
Estación	Azimut (°)		Buzamiento (°)			Parámetros					Rango de Valores								
1						Valor Estimado													
Tipo de Roca	Dureza	RQD (%)		RCS	Sis. Coord. (Datum)	Resistencia a la compresión (Mpa)			>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1				
Andesita Basáltica		95.2		161,55		Valoración			15	12	7	4	2	1	0				
Característica de las discontinuidades						RQD			90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%						
N° De Familias	Tipo De Estructura	Rumbo	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (Val)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración			20	17	13	8	3
												Espaciamiento			> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m
Condición de Juntas												Valoración			20	15	10	8	5
Persistencia						< 1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m									
J1		55	24 SE		8		2	5	5	6	6	Valoración			6	4	2	1	0
J1		14	31 SE		8		2	5	5	6	6	Abertura			Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm
J1		15	31 SE		8		2	4	5	3	6	Valoración			6	5	4	1	0
J2		55	25 SE		10		4	4	6	3	6	Rugosidad			Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido
J2		15	16 SE		10		4	4	6	3	6	Valoración			6	5	3	1	0
J3		15	16 SE		10		4	4	5	3	6	Relleno			Limpio	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm
J3		44	20 SE		10		4	4	5	3	6	Valoración			6	4	2	2	0
J3		7	23 SE		10		4	4	5	3	6	Alteración			Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta
												Valoración			6	5	3	1	0
Agua Subterránea						Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo									
												Valoración			15	10	7	4	0
Corrección por Orientación						Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable									
PROMEDIO					9,3		3,3	4	5,3	4	6	Valoración			0	-2	-5	-10	-12
Clasificación												Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala			
												100-81	80-61	60-41	40-21	<20			
Valoración RMR									73,8			Clase de Macizo / Calidad			BUENA				

Ficha de Caracterización Geomecánica

Proyecto		Optimización del Sistema de Explotación del Bloque 2N										Ubicación				Por	Alex A. Carrión			
Mina		TELMA										Punto		Abscisa			Fecha			
N°		Orientación de Estaciones										Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)								
Estación		Azimut (°)		Buzamiento (°)								Parámetros		Rango de Valores						
1												Valor Estimado								
Tipo de Roca		Dureza		RQD (%)		RCS		Sis. Coord. (Datum)		Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1		
Andesita Basáltica				100		161,55				Valoración		15	12	7	4	2	1	0		
Característica de las discontinuidades												RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
N° De Familias	Tipo De Estructura	Rumbo	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (Val)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		20	17	13	8	3		
												Espaciamiento		> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m		
												Valoración		20	15	10	8	5		
												Condición de Juntas								
Persistencia		< 1m		1-3m	3-10m	10-20m	>20m													
Valoración		6		4	2	1	0													
Abertura		Cerrada		<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm													
Valoración		6		5	4	1	0													
Rugosidad		Muy Rugosa		Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido													
Valoración		6		5	3	1	0													
Relleno		Limpio		Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave <5mm	Suave >5mm													
Valoración		6		4	2	2	0													
Alteración		Sana		Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta													
Valoración		6		5	3	1	0													
Agua Subterránea		Seco		Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo													
Valoración		15		10	7	4	0													
Corrección por Orientación		Muy Favorable		Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable													
Valoración		0		-2	-5	-10	-12													
Clasificación		Muy buena		Buena	Media	Mala	Muy Mala													
		100-81		80-61	60-41	40-21	<20													
												Valoración RMR		79,9		Clase de Macizo / Calidad				
																Media				

Ficha de Caracterización Geomecánica																			
Proyecto	Optimización del Sistema de Explotación del Bloque 2N						Ubicación					Por	Alex A. Carrión						
Mina	TELMA						Punto			Abscisa		Fecha							
N°	Orientación de Estaciones						Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)												
Estación	Azimut (°)		Buzamiento (°)				Parámetros				Rango de Valores								
1							Valor Estimado												
Tipo de Roca	Dureza	RQD (%)		RCS	Sis. Coord. (Datum)		Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1				
Andesita Basáltica		100		161,55			Valoración		15	12	7	4	2	1	0				
Característica de las discontinuidades							RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%						
N° De Familias	Tipo De Estructura	Rumbo	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (Val)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		20	17	13	8	3	
												Espaciamiento		> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m	
												Valoración		20	15	10	8	5	
												Condición de Juntas							
												Persistencia		< 1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m	
J1		65	25 SE		10		2	4	6	3	6	Valoración		6	4	2	1	0	
J1		54	36 SE		10		2	4	6	3	6	Abertura		Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm	
J1		53	31 SE		10		4	4	6	3	6	Valoración		6	5	4	1	0	
J2		73	25 SE		10		4	4	6	3	6	Rugosidad		Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido	
J2		64	19 SE		10		3	4	6	3	6	Valoración		6	5	3	1	0	
J3		20	16 SE		10		3	4	6	3	6	Relleno		Limpio	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm	
J3		43	24 SE		15		4	4	6	3	6	Valoración		6	4	2	2	0	
J3		23	27 SE		15		4	4	6	3	5	Alteración		Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta	
												Valoración		6	5	3	1	0	
												Agua Subterránea		Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo	
												Valoración		15	10	7	4	0	
												Corrección por Orientación		Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable	
PROMEDIO					11,3		3,3	4	6,0	3	6	Valoración		0	-2	-5	-10	-12	
												Clasificación		Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala	
														100-81	80-61	60-41	40-21	<20	
												Valoración RMR		80,4		Clase de Macizo / Calidad			
														Media					

Ficha de Caracterización Geomecánica																			
Proyecto	Optimización del Sistema de Explotación del Bloque 2N					Ubicación				Por	Alex A. Carrión								
Mina	TELMA					Punto		Abscisa		Fecha									
N°	Orientación de Estaciones					Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)													
Estación	Azimut (°)		Buzamiento (°)			Parámetros		Rango de Valores											
1						Valor Estimado													
Tipo de Roca	Dureza	RQD (%)		RCS	Sis. Coord. (Datum)	Resistencia a la compresión (Mpa)	>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1						
Andesita Basáltica		100		161,55		Valoración	15	12	7	4	2	1	0						
Característica de las discontinuidades						RQD	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%								
N° De Familias	Tipo De Estructura	Rumbo	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (Val)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración	20	17	13	8	3		
												Espaciamiento	> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m		
Condición de Juntas																			
Persistencia		< 1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m	Valoración	6	4	2	1	0							
Abertura		Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm	Valoración	6	5	4	1	0							
Rugosidad		Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido	Valoración	6	5	3	1	0							
Relleno		Limpio	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave <5mm	Suave >5mm	Valoración	6	4	2	2	0							
Alteración		Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta	Valoración	6	5	3	1	0							
Agua Subterránea		Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo	Valoración	15	10	7	4	0							
Corrección por Orientación		Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable	Valoración	0	-2	-5	-10	-12							
PROMEDIO						11,7	3,0	4,0	5,0	3,0	6,0	Clasificación		Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala	
														100-81	80-61	60-41	40-21	<20	
														Valoración RMR		79,7	Clase de Macizo / Calidad		
																Buena			

Ficha de Caracterización Geomecánica																	
Proyecto	Optimización del Sistema de Explotación del Bloque 2N						Ubicación					Por	Alex A. Carrión				
Mina	TELMA						Punto			Abscisa		Fecha					
N°	Orientación de Estaciones						Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)										
Estación	Azimut (°)		Buzamiento (°)				Parámetros				Rango de Valores						
1							Valor Estimado										
Tipo de Roca	Dureza	RQD (%)		RCS	Sis. Coord. (Datum)	Resistencia a la compresión (Mpa)			>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1		
Andesita Basáltica		100		161,55		Valoración			15	12	7	4	2	1	0		
Característica de las discontinuidades						RQD			90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%				
N° De Familias	Tipo De Estructura	Rumbo	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (Val)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración					
												Espaciamiento					
												Valoración					
												Persistencia					
J1		55	26 SE		10		2	4	5	3	6	Valoración					
J1		17	34 SE		10		2	4	5	3	6	Abertura					
J1		21	35 SE		10		4	4	5	3	6	Valoración					
J2		34	29 SE		8		3	4	5	3	6	Rugosidad					
J2		22	19 SE		8		3	4	5	3	6	Valoración					
J3		16	24 SE		15		4	4	5	3	6	Relleno					
J3		46	26 SE		15		4	4	6	3	6	Valoración					
												Alteración					
												Valoración					
												Agua Subterránea					
												Valoración					
												Corrección por Orientación					
					10,9		3,1	4	5,1	3	6	Valoración					
												Clasificación					
												Muy buena				Buena	
												100-81				80-61	
												Valoración RMR				79,1	
																Clase de Macizo / Calidad	
																Buena	

Ficha de Caracterización Geomecánica																							
Proyecto	Optimización del Sistema de Explotación del Bloque 2N						Ubicación				Por	Alex A. Carrión											
Mina	TELMA						Punto			Abscisa		Fecha											
N°	Orientación de Estaciones						Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)																
Estación	Azimut (°)		Buzamiento (°)				Parámetros			Rango de Valores													
1							Valor Estimado																
Tipo de Roca	Dureza	RQD (%)		RCS	Sis. Coord. (Datum)	Resistencia a la compresión (Mpa)			>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1								
Andesita Basáltica		78,7		161,55		Valoración			15	12	7	4	2	1	0								
Característica de las discontinuidades						RQD			90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%										
N° De Familias	Tipo De Estructura	Rumbo	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (Val)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración			20	17	13	8	3				
												Espaciamiento			> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m				
												Condición de Juntas											
												Persistencia			< 1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m				
J1		56	28 SE		10		2	4	5	3	6	Valoración			6	4	2	1	0				
J1		34	36 SE		10		2	4	5	3	6	Abertura			Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm				
J1		43	45SE		10		4	4	5	3	6	Valoración			6	5	4	1	0				
J2		34	32 SE		10		3	4	5	3	6	Rugosidad			Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido				
J2		38	23 SE		10		3	4	5	3	6	Valoración			6	5	3	1	0				
J3		16	28 SE		15		4	4	5	3	6	Relleno			Limpio	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm				
J3		19	33 SE		15		4	4	6	3	6	Valoración			6	4	2	2	0				
												Alteración			Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta				
												Valoración			6	5	3	1	0				
PROMEDIO							11,4	3,1	4,0	5,1	3,0	6,0	Agua Subterránea			Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo			
												Valoración			15	10	7	4	0				
												Corrección por Orientación			Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable				
												Valoración			0	-2	-5	-10	-12				
												Clasificación			Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala				
															100-81	80-61	60-41	40-21	<20				
												Valoración RMR						79,7	Clase de Macizo / Calidad				
																		Media					

Ficha de Caracterización Geomecánica																		
Proyecto	Optimización del Sistema de Explotación del Bloque 2N					Ubicación				Por	Alex A. Carrión							
Mina	TELMA					Punto				Abscisa		Fecha						
N°	Orientación de Estaciones					Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)												
Estación	Azimut (°)		Buzamiento (°)			Parámetros				Rango de Valores								
1						Valor Estimado												
Tipo de Roca	Dureza	RQD (%)		RCS	Sis. Coord. (Datum)	Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1				
Andesita Basáltica		100		161,55		Valoración		15	12	7	4	2	1	0				
Característica de las discontinuidades						RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%						
N° De Familias	Tipo De Estructura	Rumbo	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (Val)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Condición de Juntas						
												Espaciamiento		> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m
												Valoración		20	17	13	8	3
												Valoración		20	15	10	8	5
												Persistencia		< 1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m
												Valoración		6	4	2	1	0
												Abertura		Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm
												Valoración		6	5	4	1	0
												Rugosidad		Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido
												Valoración		6	5	3	1	0
												Relleno		Limpio	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm
												Valoración		6	4	2	2	0
												Alteración		Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta
												Valoración		6	5	3	1	0
												Agua Subterránea		Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo
												Valoración		15	10	7	4	0
												Corrección por Orientación		Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable
PROMEDIO												Valoración		0	-2	-5	-10	-12
												Clasificación		Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala
														100-81	80-61	60-41	40-21	<20
												Valoración RMR		80,3		Clase de Macizo / Calidad		
														Media				

Ficha de Caracterización Geomecánica																	
Proyecto	Optimización del Sistema de Explotación del Bloque 2N										Ubicación			Por	Alex A. Carrión		
Mina	TELMA										Punto		Abscisa		Fecha		
N°	Orientación de Estaciones										Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)						
Estación	Azimut (°)		Buzamiento (°)								Parámetros	Rango de Valores					
1											Valor Estimado						
Tipo de Roca	Dureza	RQD (%)		RCS	Sis. Coord. (Datum)	Resistencia a la compresión (Mpa)					>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1
Andesita Basáltica		78,7		161,55		Valoración					15	12	7	4	2	1	0
Característica de las discontinuidades											RQD						
N° De Familias	Tipo De Estructura	Rumbo	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (Val)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración					
												90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%	
Espaciamiento												> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m	
Valoración												20	15	10	8	5	
Condición de Juntas												Persistencia					
Valoración												< 1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m	
Abertura												Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm	
Rugosidad												Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido	
Relleno												Limpio	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm	
Alteración												Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta	
Valoración												6	5	3	1	0	
Agua Subterránea												Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo	
Valoración												15	10	7	4	0	
Corrección por Orientación												Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable	
Valoración												0	-2	-5	-10	-12	
Clasificación												Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala	
Valoración												100-81	80-61	60-41	40-21	<20	
Valoración RMR												79,8			Clase de Macizo / Calidad		
Valoración RMR												79,8			Media		

Anexo 20

Valoraciones de la Metodología Numérica de Nicholas

Tipo de Yacimiento

Método de Explotación	Perfil General			Espesor del Yacimiento				Inclinación Yacimiento			Grado de Distribución		
	M	T	Ir	A	In	G	MG	Hz	In	E	U	Gd	Er
Rajo Abierto	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Block Caving	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Sublevel Stopping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Sublevel Caving	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Longwall	-49	4	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Room and Pillar	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Shrinking Stopping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Cut and Fill	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3
Top Slicing	3	3	0	-49	0	3	4	4	1	2	4	2	0
Square-Set Stopping	0	2	4	4	4	1	1	2	3	3	3	3	3

Condiciones geotécnicas del Mineral

a) Zona de Mena (Ore Zone)										
Método de Explotación	Resistencia de la Roca			Espaciamiento entre Fractura				Resistencia de la Fractura		
	PR	M	R	MC	C	A	MA	PR	M	R
Rajo Abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Sublevel Stopping	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Longwall	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Room and Pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinking Stopping	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Cut and Fill	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2
Top Slicing	2	3	3	1	1	2	4	1	2	4
Square-Set Stopping	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2

Condiciones Geotécnicas de la Pared Colgante

a) Pared Techo- Pared Colgante										
Método de Explotación	Resistencia de la Roca			Espaciamiento entre Fractura				Resistencia de la Fractura		
	PR	M	R	MC	C	A	MA	PR	M	R
Rajo Abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Sublevel Stopping	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Longwall	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Room and Pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinking Stopping	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Cut and Fill	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

Top Slicing	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0
Square-Set Stopping	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

Condiciones Geotécnicas de la Pared Pendiente

a) Pared Piso- Pared Pendiente										
Método de Explotación	Resistencia de la Roca			Espaciamiento entre Fractura				Resistencia de la Fractura		
	PR	M	R	MC	C	A	MA	PR	M	R
Rajo Abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Sublevel Stopping	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Sublevel Caving	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Longwall	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Room and Pillar	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Shrinking Stopping	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Cut and Fill	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Top Slicing	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3
Square-Set Stopping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

Anexo21

Descripción de las Actividades Actuales

DESCRIPCION DE LAS ACTIVIDADES ACTUALES				
Estado:	Explotación en estado activo de la mina			
Dimensiones de la galería	2m		2.7m	
Dimensiones de la chimeneas	1.3m		1.3m	
Dimensiones Ventanilla	2 m		1.5m	
Perforación				
Máquina perforación:	YT-27		Longitud de barrenos:1.6m	
Diámetro del barreno:	0.36mm	Nro. de taladros: 46 galería nivel, 23 chimeneas y 23 ventanilla	Perforaciones diarias: 2 perforaciones en la mañana y tarde	
Personal Requerido:	2	Tiempo de perforación:		
Voladura				
Tipo de explosivo:	Emulcen 5000 1/8"			
Nro. de taladros cargados:	43 en galerías de nivel			
Sistemas de iniciación:	Mecha Lenta	Cordón detonante	Eléctrico	Otros
Cantidad de explosivo			Fulminantes N°8	
Personal requerido:	2 personas			
Ventilación				
Tipo de ventilación	Natural		Mecánica	
Tiempo de ventilación	01H:30min			
Saneamiento				
Instrumento	Barretillas de 1.8 metros		Longitud: 1.8 metros	
Características				
Carga				
Forma del carguío:	De buzones		Nro. de vagones: 6	
Capacidad de carga:	2tn	Cantidad de material extraído por turno:		
Personal requerido:	2 personas			
Acarreo				
Forma de acarreo:	Con locomotora rieles		Destino: cancha mina	
Personal	2 personas		Tiempo	
Iluminación				
Linternas de casco	Led		Eléctrica	

<i>Desagüe</i>		
Natural	Bombas	Otros
cunetas		
<i>Fortificación</i>		
Madera	Hormigón	Otros
No existe una fortificación ya que la roca es competente en el bloque 2N, primero metros de bocamina si existe fortificación de hormigón		
Metros de fortificación:	6 metros de fortificación en la bocamina	

Anexo 22

Formulismo para el Cálculo de Pasaportes de Perforación y Voladura

Número total de barrenos o taladros (Nt)		
Opción 1	Opción 2	
$Nt = 10\sqrt{S}$	$Nt = \frac{P}{dt} + (c * s)$	
S= Sección del túnel (m ²)	Perímetro de Túnel $P = 4\sqrt{s}$	
Distancia de taladro (dt)	Dureza de roca	Distancia entre taladros
	Roca dura (Tenaz)	0.50 a 0.55 m
	Roca intermedia	0.60 a 0.65 m
	Roca blanda friable	0.70 a 0.75 m
Coeficiente de roca (c)	Dureza de roca	Coefficiente de roca
	Roca dura (Tenaz)	2.00 m
	Roca intermedia	1.50 m
	Roca blanda friable	1.00 m
Longitud real de perforación	L real= L*0.95	
Taco o retacado	T= 10* Ø ₁	
Concentración de carga de ANFO (Cc)	$Cc = \frac{\tau * \phi^2}{p_{ANFO} * 4}$	
Potencia Relativa con Respecto al ANFO (S _{ANFO})		
Error de perforación (F):	F = α * L _{avance} + e`	
Volumen de roca excavado	VRA = Sección * Longitud de eficiencia de perforación	
Sección de cuele	Valor de piedra	Lado de sección (L)
Primera	$B_1 = 1.5D_2$	$B_1 * \sqrt{2}$
Segunda	$B_2 = B_1\sqrt{2}$	$1.5 B_2 * \sqrt{2}$
Tercera	$B_3 = 1.5B_2\sqrt{2}$	$1.5 B_3 * \sqrt{2}$
Burden (Sección 1)		
Burden equivalente máximo (Be-max)	$Be_1 - max = 1.5 * \phi$	
Burden practico (Bp ₁)	$Bp_1 = Be_1 - F$	
Ancho de la abertura creada en el 1er cuadrante	$a = (B_1 - F) * \sqrt{2}$	
Concentración de carga lineal (q ₁):	$q_1 = \frac{55 * d * (\frac{B}{\phi})^{\frac{3}{2}} * (B - \frac{\phi}{2}) * (\frac{C}{0.4})}{SANFO}$	
Número de cartuchos: (Nc)		
Longitud de carga de fondo (Lf)	$Lf = L_{expl} * N \text{ cartuchos}$	
Longitud de carga de columna (Lc)	$Lf = L_{TOTAL} - Lf - T$	
Burden (Sección 2.3 y 4)		
Burden practico (Bp ₂)	$Bp_2 = Be_2 - F$	
Ancho de la abertura creada	$a = 1.5 * \phi$	
Concentración de carga lineal (q ₂)		
Arrastres		

Constante Corregida: $\bar{c} = 0.4$	$\bar{c} = c + 0.05 \quad B \geq 1.4$
Burden	
f = Factor de fijación. f = 1 Para taladros verticales. f < 1 Para taladros inclinados.	
Número de taladros	$Nb_A = \frac{AT + 2L * \sin(\gamma)}{B} + 2$
Espaciamiento entre taladros	$S_z = \frac{AT + 2L * \sin(\gamma)}{Nba - 1}$
Espaciamiento entre barrenos esquina	$s_z = Sz - L * \sin \gamma$
Concentración de carga fondo	$Q_5 = 90 * \phi_1^2$
Corona	
Espaciamiento entre barrenos	$Ec = 15 * \phi_1^2$
Burden de corona	
Burden practico de corona	$B_{pc} = Bc - L * \sin \gamma - F$
Concentración de carga fondo	$Q_5 = 90 * \phi_1^2$
Contorno	
Burden de contorno	
Burden practico de contornos	$B_{pc} = Bc - L * \sin \gamma - F$
Altura disponible (h_{dis})	$h_{dis} = H_{tunnel} - r$
Espaciamiento (E_{dis})	$E_{dis} = 0.3345 * h_{disp}$
Número de barrenos (Nba)	$N_{ba} = \frac{h_{disp}}{s/B} + 2$
Concentración de carga fondo	$Q_{con} = 7.8 * 10^{-4} * \phi_{explo}^2 * \delta_{explosivo}$

Malacatos, 26 julio del 2024

CERTIFICADO DE TRADUCCIÓN

Yo, **MARIA LOURDES VEGA LIMA**, portadora de la cedula de ciudadanía número 0924234818, Licenciada en Relaciones Internacionales con certificado de inglés B2, conocedora del idioma inglés, domiciliada en la Parroquia Malacatos, cantón y provincia de Loja. -

Que he realizado la traducción al idioma inglés el resumen del Trabajo de Integración Curricular denominado “**Optimización del sistema de explotación subterráneo en la producción eficiente del bloque 2n de la mina Telma, ubicada en el cantón Portovelo, provincia de El Oro**”, elaborado por el señor **ALEX ADRIAN CARRION DELGADO**, portador de la cedula de ciudadanía número 1106005497, egresado de la carrera de Ingeniería en Mina de la Universidad Nacional de Loja.

Lo certifico en honor a la verdad, facultando al portador del presente documento, hacer uso legal pertinente.

Atentamente,



Maria Lourdes Vega Lima

C.C. 0924234818

Licenciada en Relaciones Internacionales