



unl

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

**Diseño de explotación subterráneo de la veta polimetálica Ricota
del área de concesión minera Piedras Verdes 35 código
30000498, ubicada en la parroquia Cordoncillo, cantón
Atahualpa, provincia de El Oro.**

**Trabajo de Integración Curricular,
previo a la obtención del título de
Ingeniero en Minas**

AUTOR:

Jonathan Alejandro Palacios Paccha

DIRECTOR:

Ing. Stalin Iván Puglla Arévalo Mg. Sc.

Loja – Ecuador

2024

Certificación

Loja, 21 de octubre de 2024

Ing. Stalin Iván Puglla Arévalo Mg. Sc.

DIRECTOR DEL TRABAJO DE INTEGRACIÓN CURRICULAR

CERTIFICO:

Que he revisado y orientado todo el proceso de elaboración del Trabajo de Integración Curricular denominado: **Diseño de explotación subterráneo de la veta polimetálica Ricota del área de concesión minera Piedras Verdes 35 código 30000498, ubicada en la parroquia Cordoncillo, cantón Atahualpa, provincia de El Oro**, previo a la obtención del título de **Ingeniero en Minas**, de la autoría del estudiante **Jonathan Alejandro Palacios Paccha, con cédula de identidad Nro.1104754963**, 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, **Jonathan Alejandro Palacios Paccha**, declaro ser autor del presente Trabajo de Integración Curricular y eximo expresamente a la Universidad Nacional de Loja y a 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, en el repositorio Digital Institucional – Biblioteca Virtual

Firma: 

Cédula de identidad: 1104754963

Fecha: 21 de octubre del 2024

Correo electrónico: jonathan.a.palacios@unl.edu.ec

Teléfono: 0981425527

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

Yo, **Jonathan Alejandro Palacios Paccha**, declaro ser autor del Trabajo de Integración Curricular denominado: **Diseño de explotación subterráneo de la veta polimetálica Ricota del área de concesión minera Piedras Verdes 35 código 30000498, ubicada en la parroquia Cordoncillo, cantón Atahualpa, provincia de El Oro**, como requisito para optar por el título de Ingeniero en Minas, autorizó 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 ese trabajo en el Repositorio Institucional, en las redes de información del país y del exterior con las cuales tenga convenio la Universidad.

La 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 veintiún días del mes de octubre del dos mil veinticuatro**

Firma: 

Autor: Jonathan Alejandro Palacios Paccha

Cédula de identidad: 1104754963

Dirección: Loja, Ecuador

Correo electrónico: jonathan.a.palacios@unl.edu.ec

Teléfono: 0981425527

DATOS COMPLEMENTARIOS:

Director de Trabajo de Integración Curricular: Ing. Stalin Iván Puglla Arévalo Mg. Sc.

Dedicatoria

Dedico esta investigación con profundo aprecio a mis padres Rosa Paccha & José Palacios, quienes inculcaron el valor del del trabajo y dedicación y cuyo sacrificio han sido la fuente de mi fortaleza y entrega, a mis hermanas Tatiana & María José quienes me brindaron inspiración y alegría a lo largo del trayecto estudiantil, a la memoria de mis abuelos (†) que con sus consejos a lo largo de mi niñez y adolescencia fueron pilares fundamentales en mi camino hacia la culminación de este proyecto. Su recuerdo me acompaña y me impulsa a seguir adelante.

De igual manera agradezco a todas las personas que contribuyeron a este logro, ya sea con su apoyo moral, conocimiento o amistad sincera.

Jonathan Alejandro Palacios Paccha

Agradecimiento

Agradezco a la vida por brindarme la invaluable oportunidad de avanzar hacia una de mis metas más anheladas y meticulosamente trazadas. Este camino que inició como un simple sueño en mi infancia, se ha ido materializando con el pasar de los años.

A mis padres, hermanas y abuelos, quienes fueron pilares fundamentales en mi camino hacia la culminación de mi carrera en Ingeniería de Minas. Su esfuerzo, trabajo, apoyo y, en ocasiones, la rigidez necesaria, fueron claves para que yo tomara la decisión de estudiar esta carrera y perseverara en ella hasta el final.

A la Universidad Nacional de Loja, que me acogió en sus instalaciones y confió en sus docentes para impartir las enseñanzas que me han guiado hasta esta etapa de mi formación académica

Al Ing. Iván Puglla, Mg. Sc, director de la presente investigación, quien con su amistad, paciencia, conocimiento y experiencia supo guiarme durante el desarrollo de la presente investigación.

A la compañía “INCA MINEIN S.A” por permitirme realizar el siguiente proyecto de investigación en sus instalaciones, asimismo a todos los trabajadores de la compañía por su invaluable colaboración.

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, tanto agradables como desagradables, que nos permitieron crecer personal y profesionalmente.

Jonathan Alejandro Palacios Paccha

Índice de contenido

Portada	i
Certificación	ii
Autoría	iii
Dedicatoria	v
Agradecimiento	vi
Índice de contenido	vii
Índice de Tablas:	x
Índice de Figuras:	xiv
Índice de anexos:	xvi
1. Título	1
2. Resumen	2
Abstract	3
3. Introducción	4
4. Marco Teórico	6
4.1. Geología.....	6
4.1.1. Geología Regional	6
4.1.2. Geología Estructural	6
4.1.3. Hidrogeología	6
4.1.4. Clasificación General de las Rocas	6
4.2. Yacimientos Minerales	7
4.2.1. Yacimientos Hidrotermales	8
4.2.2. Reservas Minerales.....	9
4.2.3. Métodos de Cálculo de Reservas.....	10
4.3. Topografía.....	10
4.3.1. Topografía Subterránea	11
4.4. Propiedades Físico – Mecánicas de las Rocas	11
4.4.1. Propiedades Físicas.....	11
4.4.2. Propiedades Mecánicas.....	11
4.5. Clasificaciones Geomecánicas del Macizo Rocoso	12
4.5.1. Clasificación de Deere (1967)	12
4.5.2. RMR de Bieniawski.....	12
4.5.3. Q de Barton.....	13
4.5.4. GSI.....	13
4.5.5. Correlaciones entre las clasificaciones geomecánicas.....	13
4.6. Actividad Minera	14
4.6.1. Fases de Minería.....	14

4.7.	Métodos de Explotación Minera.....	14
4.7.1.	Minería a Cielo Abierto.....	15
4.7.2.	Minería Subterránea	15
4.7.3.	Selección de sistema de Explotación.....	16
4.7.4.	Labores Mineras Subterráneas.....	17
4.8.	Actividades en Minería Subterránea.....	17
5.	Metodología	19
5.1.	Materiales.....	19
5.2.	Ubicación y acceso del área de estudio.....	19
5.2.1.	Ubicación.....	19
5.2.2.	Acceso	21
5.2.3.	Geología Regional	22
5.2.4.	Geología Local	24
5.3.	Metodología.....	33
5.3.1.	Metodología para el primer objetivo.	35
5.3.2.	Metodología para el segundo objetivo.....	41
5.3.3.	Metodología para el tercer objetivo.....	43
6.	Resultados	55
6.1.	Resultados del primer objetivo: Características técnico mineras	55
6.1.1.	Estado actual de la mina	55
6.1.2.	Características generales del cuerpo mineral.....	58
6.1.3.	Propiedades Físico - Mecánicas de la mena mineralizada	59
6.1.4.	Propiedades Físico -Mecánicas de la Roca de caja.	62
6.1.5.	Caracterización geomecánica del macizo rocoso	65
6.1.6.	Características hidrológicas	68
6.1.7.	Coeficiente de esponjamiento.....	68
6.2.	Resultados del segundo objetivo. Categorizar los recursos minerales	69
6.2.1.	Determinación de ley media	69
6.2.2.	Ley equivalente.....	69
6.2.3.	Cálculo de recursos.....	70
6.3.	Resultados del tercer objetivo. Diseñar el sistema de explotación	71
6.3.1.	Selección del sistema de explotación metodología de Nicholas.	71
6.3.2.	Selección final del sistema de explotación análisis multicriterio	72
6.3.3.	Desarrollo del sistema de explotación	75
6.3.4.	Franqueo de galería de transporte.....	78
6.3.5.	Franqueo de galería de corte.....	92
6.3.6.	Franqueo de chimenea	98

6.3.7.	Franqueo de buzones de trasiego.....	106
6.3.8.	Diseño de Tajeo	107
6.3.9.	Diseño de explotación.	109
6.3.10.	Ciclo de trabajo.....	111
6.3.11.	Planificación de la extracción.....	113
6.3.12.	Ventilación.....	117
6.3.13.	Saneamiento.....	121
6.3.14.	Acarreo, Carga y Transporte.	121
6.3.15.	Alumbrado	122
6.3.16.	Drenaje.....	125
6.3.17.	Fortificación	126
6.3.18.	Análisis de costos	126
7.	Discusión	141
8.	Conclusiones	145
9.	Recomendaciones	147
10.	Bibliografía	148
11.	Anexos	152

Índice de Tablas:

Tabla 1. Clasificación genética de los yacimientos según Smirnov.....	7
Tabla 2. Clasificación de los yacimientos hidrotermales	8
Tabla 3. Características de la construcción de pozos	17
Tabla 4. Descripción de procesos, actividades y recomendaciones en minería subterránea...	18
Tabla 5. Lista de Materiales, Equipos y Software.....	19
Tabla 6. Coordenadas Geográficas del Área Minera Piedras verdes	20
Tabla 7. Valoración de forma y potencia del yacimiento.....	43
Tabla 8. Ponderación de orientación y distribución de leyes del yacimiento	43
Tabla 9. Valoración de las condiciones geotécnicas del mineral	44
Tabla 10. Evaluación de las condiciones geotécnicas de las estructuras	44
Tabla 11. Valoración de las condiciones geotécnicas de la roca de pared colgante	45
Tabla 12. Valoración de las condiciones geotécnicas de la roca de pared colgante	45
Tabla 13. Análisis multicriterio de los sistemas de explotación	46
Tabla 14. Factores de reflexión para iluminación	52
Tabla 15. Coeficiente de mantenimiento.....	53
Tabla 16. Potencia del yacimiento mineral	59
Tabla 17. Valores obtenidos del peso aparente de la mena.....	60
Tabla 18. Valores obtenidos del peso específico real de mena	60
Tabla 19. Valor obtenido del porcentaje de porosidad de la mena	60
Tabla 20. Valores del Contenido de humedad de la mena	61
Tabla 21. Características de utilizados en la determinación de Compresión simple	61
Tabla 22. Valores de RSC de la mena con prensa uniaxial.....	61
Tabla 23. Valores de RSC de la mena con esclerómetro	62
Tabla 24. Coeficiente de fortaleza del mineral.....	62
Tabla 25. Ubicación y tipo de roca de las muestras de roca encajante	62
Tabla 26. Valores obtenidos del peso específico de la roca encajante.....	62
Tabla 27. Valores obtenidos del peso específico real de la roca.....	63
Tabla 28. Valores obtenidos del porcentaje de porosidad de la roca encajante	63
Tabla 29. Contenido de humedad de la roca encajante	64
Tabla 30. Valores de RSC de la roca encajante a través de prensa uniaxial.....	64
Tabla 31. Valores de RSC de la roca con esclerómetro	65
Tabla 32. Coeficientes de fortaleza de las rocas	65

Tabla 33. Valor obtenido del RMR	66
Tabla 34. Valor obtenido del Q de Barton	67
Tabla 35. Medición del tiempo de llenado	68
Tabla 36. Mineralización de la perforación DFI-005.....	69
Tabla 37. Datos utilizados en la determinación de la ley equivalente	69
Tabla 38. Cálculo de recursos indicados	71
Tabla 39. Características utilizadas en la metodología de Nicholas	71
Tabla 40. Valores finales de la selección del sistema de explotación.....	72
Tabla 41. Sistema de explotación elegido mediante análisis multicriterio	73
Tabla 42. Características de los cuerpos minerales al sistema por corte y relleno.....	74
Tabla 43. bloque de explotación de la veta Ricota.....	75
Tabla 44. Dimensiones de los pilares de contorno	76
Tabla 45. Características técnicas de la perforadora YT27.....	77
Tabla 46. Características del explosivo seleccionado	77
Tabla 47. Características utilizadas en la perforación y voladura de las rocas	82
Tabla 48. Variables de perforación y voladura de arrastres de galería	87
Tabla 49. Características de la galería de transporte	91
Tabla 50. Características de la franja de estéril.....	93
Tabla 51. Secciones de Burden de franja de estéril.....	94
Tabla 52. Barrenos de arrastre de la franja de estéril	95
Tabla 53. Barrenos de corona de la franja de estéril	95
Tabla 54. Barrenos de contorno y tajeo de la franja de estéril	95
Tabla 55. Características de la franja de estéril.....	96
Tabla 56. Características de la franja de mineral	97
Tabla 57. Características de la malla de perforación y voladura de la franja de mineral.....	97
Tabla 58. Características del perno FWA 16 x 140 A2.....	100
Tabla 59. Materiales para infraestructura de chimeneas	101
Tabla 60. Características de la chimenea	102
Tabla 61. Secciones de Burden de chimenea	103
Tabla 62. Barrenos de arrastre de la chimenea.....	104
Tabla 63. Barrenos de corona de la chimenea.....	105
Tabla 64. Barrenos de contorno y tajeo de la chimenea.....	105
Tabla 65. Características de la voladura de las chimeneas.....	106

Tabla 66. Materiales a usar en la construcción de buzones.....	107
Tabla 67. Características de la voladura en tajeo	108
Tabla 68. Características de la malla de perforación y voladura de tajeo mineral.....	109
Tabla 69. Constantes para ciclo de trabajo.....	111
Tabla 70. Ciclo de trabajo	112
Tabla 71. Tiempo estimado de vida para la extracción de la veta Ricota	115
Tabla 72. Cronograma de trabajo en la veta Ricota	116
Tabla 73. Variables de ventilación de la veta María José	118
Tabla 74. Variables de ventilación de la veta María José	119
Tabla 75. Catálogo de ventiladores	120
Tabla 76. Características de los ductos SCHUSSLER S.A.....	120
Tabla 77. Características del carro minero modelo Z20	121
Tabla 78. Especificaciones de carro minero.....	122
Tabla 79. Especificaciones de Locomotora CT Y5/6G.....	122
Tabla 80. Características de las linternas WISDOM KL8M.....	125
Tabla 81. Cálculo de recursos posterior explotación de la veta Ricota.....	127
Tabla 82. Ingresos que se obtendrán al explotar la veta.....	127
Tabla 83. Costos de personal.....	128
Tabla 84. Costos de salarios	128
Tabla 85. Salarios horas	128
Tabla 86. Costos de personal de la veta Ricota.....	129
Tabla 87. Costos de perforación y voladura para galería de transporte	129
Tabla 88. Costos de perforación y voladura galería de corte estéril	130
Tabla 89. Costos de perforación y voladura galería de corte mineral.....	130
Tabla 90. Costos de perforación y voladura de buzones.....	130
Tabla 91. Costos de perforación y voladura de chimeneas	131
Tabla 92. Costos de perforación y voladura de tajeo estéril	131
Tabla 93. Costos de perforación y voladura de tajeo mineral.....	132
Tabla 94. Resumen de gasto explosivo total a utilizar	132
Tabla 95. Costos totales por voladura	133
Tabla 96. Costos por construcción de buzón.....	133
Tabla 97. Costos por instalación de escaleras	133
Tabla 98. Costos de fortificación de buzón.....	134

Tabla 99. Costos por insumos de iluminación	134
Tabla 100. Costos de implementación de línea férrea.....	134
Tabla 101. Costos por ventilación de mina	135
Tabla 102. Costos de Transporte a planta de beneficio.....	135
Tabla 103. Costos de procesamiento de mineral por Tn	135
Tabla 104. Insumos de adaptación de materiales	136
Tabla 105. Costo por iluminación	136
Tabla 106. Costos por logística	137
Tabla 107. Costos por insumos	137
Tabla 108. Equipos de depreciación.....	137
Tabla 109. Variables de costos e ingresos.....	138
Tabla 110. Variables de rentabilidad de explotación	138
Tabla 111. Ley de corte de la veta Ricota	140
Tabla 112. Variación de ley de corte en función al precio	140

Índice de Figuras:

Figura 1. Relación general entre recurso y reservas minerales	9
Figura 2. Ubicación del Área minera	21
Figura 3. Acceso al área de estudio desde la ciudad de Quito	21
Figura 4. Formaciones geológicas pertenecientes a la parroquia Cordoncillo.....	22
Figura 5. Afloramiento 1: Fragmentos rodados de Riolita	24
Figura 6. Afloramiento 2. Fragmentos rodados de toba riolítica	25
Figura 7. Afloramiento 3. Fragmentos rodados de toba riolítica	26
Figura 8. Afloramiento 4. Coluvios de roca andesita.....	26
Figura 9. Afloramiento 5. Coluvios de roca granítica.....	27
Figura 10. Afloramiento 6. Basamento ígneo	28
Figura 11. Afloramiento 7. aluvial.....	28
Figura 12. Geología en superficie del área minera Piedras Verdes	29
Figura 13. Granodiorita.....	30
Figura 14. Andesita Basáltica	30
Figura 15. Dioritas	31
Figura 16. Brechas hidrotermales	31
Figura 17. Contacto de andesitas	32
Figura 18. Andesitas basálticas	32
Figura 19. Granodioritas	33
Figura 20. Diagrama de flujo de la metodología del proyecto de investigación.....	34
Figura 21. Procedimiento para determinar el Peso específico aparente.....	36
Figura 22. Procedimiento para determinar el Peso específico	36
Figura 23. Ensayo de compresión en prensa hidráulica.....	38
Figura 24. Medición del Número de golpes con esclerómetro	39
Figura 25. Factor de utilización	53
Figura 26. Boca mina del proyecto minero piedras verdes	55
Figura 27. Blower de ventilación	56
Figura 28. Locomotora eléctrica a batería CT Y5/6G.....	57
Figura 29. Carros mineros utilizados en mina	57
Figura 30. Veta Ricota	58
Figura 31. Ubicación y elementos de la veta Ricota.....	59
Figura 32. Análisis del sostenimiento en base a RMR Bieniawski.....	66
Figura 33. Análisis del sostenimiento en base a Q de Barton.....	67

Figura 34. Cámaras de explotación de la veta Ricota	75
Figura 35. Pilares de contorno	76
Figura 36. Franjas de explotación de la veta Ricota	76
Figura 37. Sección de galería	80
Figura 38. Diseño de galería	81
Figura 39. Malla de voladura de galería de Transporte	91
Figura 40. Franja de estéril y mineral	92
Figura 41. Malla de perforación y voladura de la franja de estéril	96
Figura 42. Malla de perforación y voladura de la franja de mineral.....	97
Figura 43. Dimensiones de escalera y perno de anclaje.....	101
Figura 44. Diseño de chimeneas para paso de personal.....	102
Figura 45. Pasaporte de perforación y voladura de chimenea	105
Figura 46. Diseño de buzones de trasiego.....	106
Figura 47. Dimensiones del tajeo.....	107
Figura 48. Malla de perforación y voladura de tajeo estéril	108
Figura 49. Malla de perforación y voladura tajeo mineral.....	109
Figura 50. Bloque de explotación N°1	110
Figura 51. Ciclo de trabajo en galería	113
Figura 52. Ciclo de trabajo de Chimenea.....	113
Figura 53. Ciclo de trabajo de construcción de buzón	114
Figura 54. Ciclo de trabajo de Galería de Corte.....	114
Figura 55. Ciclo de trabajo del tajeo	115
Figura 56. Modelo de circuito de ventilación	120
Figura 57. Carro minero tipo Z20	121
Figura 58. Linterna de casco	125
Figura 59. Dimensiones de la cuneta de desagüe.....	126
Figura 60. Forma de relleno de bloque de explotación.....	126
Figura 61. Análisis de Rentabilidad de explotación.....	139
Figura 62. Grafica ley de corte/ precio de venta mineral.....	140

Índice de anexos:

Anexo 1. Mapa de ubicación del área minera Piedras Verdes.....	152
Anexo 2. Mapa geológico regional de la Parroquia Cordoncillo.....	152
Anexo 3. Mapa de geología en superficie.....	152
Anexo 4. Mapa de geología en subterráneo.....	152
Anexo 5. Plano de estructuras mineralizadas del área minera Piedras verdes.....	152
Anexo 6. Ubicación y geología de la Veta Ricota.....	152
Anexo 7. Plano geomecánico RMR de Bieniawski.....	152
Anexo 8. Plano geomecánico de Q de Barton.....	152
Anexo 9. Malla de perforación y voladura de la galería de galería de transporte.....	152
Anexo 10. Malla de perforación y voladura de galería de Corte en estéril.....	152
Anexo 11. Malla de perforación y voladura de galería de corte en mineral.....	152
Anexo 12. Malla de perforación y voladura de chimeneas.....	152
Anexo 13. Malla de perforación y voladura de tajeo en estéril.....	152
Anexo 14. Malla de perforación y voladura de tajeo en mineral.....	152
Anexo 15. Diseño de buzones de trasiego.....	152
Anexo 16. Diseño de explotación de la veta Ricota.....	152
Anexo 17. Etapa final de la explotación de la veta Ricota.....	152
Anexo 18. Fichas de descripción de afloramientos.....	153
Anexo 19. Ficha para describir las actividades desarrollada en la mina Piedras Verdes.....	158
Anexo 20. Tablas de evaluación de sosteniente según RMR.....	159
Anexo 21. Sostenimiento en base al índice Q de Barton.....	162
Anexo 22. Valoración de la Metodología de Nicholas.....	167
Anexo 23. Formulario para el cálculo de perforación y voladura.....	170
Anexo 24. Certificación de traducción de resumen.....	172

1. Título

Diseño de explotación subterráneo de la veta polimetálica Ricota del área de concesión minera Piedras Verdes 35 código 30000498, ubicada en la parroquia Cordoncillo, cantón Atahualpa, provincia de El Oro.

2. Resumen

En el presente trabajo de investigación se plantea una propuesta de diseño de explotación de carácter técnico para la veta polimetálica “Ricota”, perteneciente al área de concesión minera Piedras Verdes 35 código 30000498, ubicada en la parroquia Cordoncillo, cantón Atahualpa, provincia de El Oro. La estructura mineral presenta una potencia promedio de 0.20 m, tiene un azimut de 037°, dirección de buzamiento de 307° y un buzamiento que varía entre 80 y 85° hacia el noroeste, con un área de explotación de 248 metros de longitud y 100 metros de alto. La mena a explotar presenta minerales en mayor proporción de plata (Ag), hierro (Fe), Oro (Au) y cobre (Cu).

La investigación se desarrolló en tres etapas. Comenzó con la recolección de información a nivel regional; a partir de esto, se desarrolló la fase de campo, donde se visualizó las actividades que se desarrollan en los frentes de trabajo, se recolectaron muestras de roca y mena mineralizada, además de caracterizar geológica y geomecánicamente el tipo y estado de macizo rocoso, en la galería exploratoria de 57 metros de avance. Continuando con el proceso, en la fase de laboratorio se determinaron las propiedades físico-mecánicas de la roca y mena mineralizada. Al culminar esta etapa, se procedió a la fase de oficina, donde se llevó a cabo la interpretación de información, elaboración de mapas, selección del sistema de explotación, dimensionamiento, elaboración de mallas perforación y voladura y análisis económico del sistema de explotación elegido.

Los resultados obtenidos determinaron que la mineralización de la veta “Ricota” posee una ley media equivalente de 2.45 g/Tn Au (Eq) y unos recursos indicados de 60604.13 gr Au (Eq). Basándose en las características geológicas–geomecánicas de la roca encajante y mena mineralizada, se seleccionó el sistema de explotación mediante corte y relleno por tajo angosto. Además, se llevó a cabo el dimensionamiento y elaboración de mallas de perforación y voladura para galerías, chimeneas, buzones y franjas de explotación, considerando que el desarrollo del proyecto es a pequeña escala.

Palabras clave: Minería, sistema de explotación, veta polimetálica Ricota, características geológicas y geomecánica

Abstract

In this research work, a technical exploitation design proposal is proposed for the "Ricota" polymetallic vein, belonging to the Piedras Verdes 35 mining concession area, code 30000498, located in the Cordoncillo parish, Atahualpa canton, El Oro province. The mineral structure has an average power of 0.20 m, has an azimuth of 037°, dip direction of 307° and a dip that varies between 80 and 85° to the northwest, with a mining area of 248 meters long and 100 meters high. The ore to be exploited presents minerals in greater proportion of silver (Ag), iron (Fe), gold (Au) and copper (Cu).

The investigation was developed in three stages. It began with the collection of information at regional level; from this, the field phase was developed, where the activities developed in the work fronts were visualized, rock and mineralized ore samples were collected, in addition to geologically and geomechanically characterize the type and state of the rock massif, in the exploratory gallery of 57 meters of advance. Continuing with the process, in the laboratory phase, the physical-mechanical properties of the mineralized rock and ore were determined. At the end of this stage, we proceeded to the office phase, where we carried out the interpretation of information, mapping, selection of the mining system, sizing, preparation of drilling and blasting meshes and economic analysis of the chosen mining system.

The results obtained determined that the mineralization of the "Ricota" vein has an average equivalent grade of 2.45 g/Tn Au (Eq) and indicated resources of 60604.13 gr Au (Eq). Based on the geological-geomechanical characteristics of the host rock and mineralized ore, a narrow pit cut and fill mining system was selected. In addition, the dimensioning and elaboration of drilling and blasting meshes for galleries, chimneys, stopes and mining strips was carried out, considering that the development of the project is on a small scale.

Key words: Mining, exploitation system, Ricota polymetallic vein, geological and geomechanical characteristics.

3. Introducción

La actividad minera consiste en extraer recursos minerales del suelo, con el fin de satisfacer las necesidades humanas y obtener beneficios económicos. En Ecuador la minería adquirió importancia con la presencia de los españoles en América en 1492, momento en donde se redescubrieron los distritos mineros de Zaruma, Portovelo y Nambija. A partir de entonces la industria minera experimenta cambios, especialmente desde fines del siglo XIX hasta mediados del siglo XX, en donde se empieza a explotar Portovelo con la llegada de la compañía South American Development Company (SADCO), tras la culminación de las labores de SADCO, surgió la Compañía Industrial Minera Asociada (CIMA) que laboro hasta la década de los 70, donde dejó la explotación a manos de mineros artesanales como forma de pago por deudas pendientes (Toapanta, 2017).

La provincia de El Oro se ha caracterizado por ser el sub-distrito minero más importante y productivo en el Ecuador, el cual está identificado por una mineralización en vetas epimesotermales, condicionadas por el sistema de Fallas Piñas-Portovelo y Puente Busa-Palestina, a partir del conocimiento geológico de los cuerpos minerales ubicados en la provincia de El Oro, es que, en su mayoría, la explotación minera se desarrolla subterráneamente y generalmente bajo régimen artesanal y pequeña minería.

La veta “Ricota”, se encuentra localizada en la mina Piedras Verdes 35, código 30000498, de titularidad de INCA MINEIN S.A., que opera bajo el régimen de pequeña minería en la provincia de El Oro, cantón Atahualpa, parroquia Cordoncillo. Este proyecto minero cuenta con un corto tiempo de vida y se guía en información de carácter secundaria de la empresa IAM GOLD, las labores de trabajo se han iniciado realizando la abertura de una galería Corta vetas, donde se ha identificado tres estructuras de interesantes valores, denominadas Nicol, María José y Ricota, a lo cual se busca alternativas para explotar de manera técnica y acorde al régimen en el que se encuentra el proyecto; razón por la cual se ha planteado el presente trabajo titulado:

DISEÑO DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEO DE LA VETA POLIMETÁLICA RICOTA DEL ÁREA DE CONCESIÓN MINERA PIEDRAS VERDES 35 CÓDIGO 30000498, UBICADA EN LA PARROQUIA CORDONCILLO, CANTÓN ATAHUALPA, PROVINCIA DE EL ORO.

Con el propósito de ofrecer una alternativa de explotación racional y basada en consideraciones de carácter técnico, tomando en cuenta las características del macizo rocoso, mena mineralizada y escala en el que se encuentra el proyecto minero.

Objetivos

Objetivo General

- Diseñar el sistema de explotación subterráneo, acorde al tamaño y forma de la veta polimetálica Ricota.

Objetivos Específicos

- Determinar las características técnico mineras del cuerpo mineralizado en el área de concesión minera.
- Categorizar los recursos minerales, de acuerdo con el desarrollo de proyectos mineros a pequeña escala.
- Diseñar el sistema de explotación subterráneo, sobre el análisis comparativo entre la metodología de Nicholas y el análisis multicriterio.

4. Marco Teórico

4.1. Geología

Es la ciencia que estudia la tierra, su composición, su estructura, los fenómenos que han ocurrido y ocurren en la actualidad, su evolución como planeta, su relación con los astros del universo, así como la evolución de la vida mediante los documentos que de ella quedado en las rocas (Rivera, 2005, p.8).

4.1.1. *Geología Regional*

Los estudios de geología regional combinan las disciplinas de la estratigrafía, geología estructural, petrología, geoquímica y bioestratigrafía, entre otras. Consisten en el levantamiento geológico a diferentes escalas (1:250.000, 1:100.000, 1:50.000, 1:25.000) (Servicio Nacional de Geología y Minería, 2020).

4.1.2. *Geología Estructural*

La Geología Estructural se dedica al estudio e interpretación de las estructuras generadas en la corteza terrestre producto de movimientos propios de la dinámica terrestre, mayormente entendidos y tratados por la Tectónica de Placas (Geoxnet, 2019).

4.1.3. *Hidrogeología*

Trata de las aguas terrestres y se ocupa del estudio del ciclo completo del agua, desde el momento en que ésta cae desde la atmósfera a la tierra hasta que desemboca en el mar o vuelve a la atmósfera (Montes, s.f., p.7).

4.1.4. *Clasificación General de las Rocas*

Según el Servicio Geológico Mexicano (2017) una roca es un agregado de uno o más minerales sólidos, con propiedades físicas y químicas definidas, que se agrupan de forma natural. Forman la mayor parte de la Tierra y su importancia, en el área geo científica, radica en que contienen el registro del ambiente geológico del tiempo en el que se formaron.

Rocas Ígneas. Se forman por la cristalización de un fundido rocoso que se conoce como magma (en profundidad) y como lava (cuando es expulsado a la superficie). La composición del fundido magmático y el ambiente donde cristalice formarán la roca (Maldonado, 2021).

Rocas Metamórficas. Resultan de la transformación de rocas preexistentes que han sufrido ajustes estructurales y mineralógicos bajo ciertas condiciones físicas o químicas, o una combinación de ambas, como son la temperatura, la presión y/o la actividad química de los

fluidos agentes del metamorfismo (Servicio Geológico Mexicano, 2017). Estos ajustes, impuestos comúnmente bajo la superficie, transforman la roca original sin que pierda su estado sólido generando una roca metamórfica

Rocas Sedimentarias. Se forman por la precipitación y acumulación de materia mineral de una solución o por la compactación de restos vegetales y/o animales que se consolidan en rocas duras (Servicio Geológico Mexicano, 2017).

4.2. Yacimientos Minerales

Según Smirnov (1982) se llama yacimiento mineral al sector de la corteza terrestre, en el cual, a raíz de unos u otros procesos geológicos se produjo la acumulación de una sustancia mineral, que puede utilizarse industrialmente (p.11).

Tabla 1. Clasificación genética de los yacimientos según Smirnov

SERIE	GRUPO	CLASE
ENDÓGENA	Magmáticos (polimetálico)	Licuación
		Magmáticos Tempranos
		Magmáticos Tardíos
	Pegmatíticos (gemas, Li, Sn, tierras raras, W, F, cuarzo, feldespato, micas)	Pegmatitas simples
		Pegmatitas recristalizadas
		Pegmatitas metasomáticas
	Carbonatitas	Magmáticas
		Metasomáticas
		Combinadas
	Skarn (scheelita, casiterita, fluorita, calcopirita, blenda, galena, magnetita, hematita)	Calcáreos
		Magnesianos
	Albita-Greisen	Albita
		Greisen (casiterita, wolframita)
	Hidrotermales (barita, fluorita, pirita, calcopirita, blenda, galena, cobres grises, argentita, platas rojas, cinabrio plata, oro, etc.)	Plutonogénicos
		Vulcanogénicos
		Amagmatogénicos (teletermales o estratiformes)
Sulfuros Masivos Vulcanogénicos marinos (Pb-Zn-Cu)	Metasomáticos	
	Vulcano-sedimentarios	
	Combinados	
EXÓGENA	Intemperismo	In situ
		Infiltrados
	Placer (oro, plata, platino, diamante, rubí, zafiro, casiterita, ilmenita, rutilo, monacita, granate entre otros)	Eluviales
		Deluviales
		Proluviales
		Aluviales
		Laterales

SERIE	GRUPO	CLASE
	Sedimentarios	Glaciares
		Mecánicos
		Químicos (sales, yeso)
		Bioquímicos (carbón, fosforitas)
		Vulcanogénicos
METAMORFOGÉNICA	Metamorfizados (grafito, asbesto)	Metamorfizados regionales Metamorfizados de contacto
	Metamórficos (granate, corindón)	

Nota. Tomada de Smirnov (1982)

4.2.1. Yacimientos Hidrotermales

Gutiérrez & Pallares (S.f.) mencionan que cada mineral tiene un determinado rango de temperaturas de formación dentro del cual se produce su precipitación. Por eso, el hidrotermalismo tiene a particularidad de presentar una “Zonación”, es decir una distribución en zonas con distintas mineralizaciones de acuerdo a la temperatura. Según Griem (2020) El proceso hidrotermal también se asocia a la formación en otros tipos de depósitos, pero no es el criterio principal.

Tabla 2. Clasificación de los yacimientos hidrotermales

Tipo de yacimiento	Características
Piro-Metasomáticos	Cuando la mineralización ocurre en el inmediato contacto con la masa magmática. La concentración resultante se llama yacimiento "Metasomáticos de contacto" o "piro- Metasomáticos"
Hipotermales	Se forman a temperaturas y presiones altas en zonas donde no existe conexión con la superficie. El rango general de temperatura oscila entre los 300° y 600°C. Son comunes las estructuras y texturas indicativas de reemplazamiento, la mayoría de menas son de gran grueso.
Mesotermales	Precipitación y concentración a profundidades intermedias. Temperatura de 200° a 500°C; presión alta.
Epitermales	Precipitación y concentración a poca profundidad. Temperaturas de 50° a 200°C; presión moderada.
Depósitos Teletermales	Precipitación a partir de “soluciones gastadas”. Temperaturas y presiones bajas; es el término más alto del rango hidrotermal.
Depósitos Xenotermales.	Precipitación y concentración a profundidades someras, pero a temperaturas altas. Temperatura alta a baja; presión moderada a atmosférica.

Nota. Tomado de Servicio Geológico Mexicano (2017) & Gutiérrez & Pallares (S.f.)

Según Griem (2020) El proceso hidrotermal también se asocia a la formación en otros tipos de depósitos, como:

- Vetas (formaciones tabulares, cristalizaciones de fases acuosas en el ambiente hidrotermal)

- Vetillas: Vetas de menor extensión
- Stockwork: Conjunto de vetillas y vetas
- Diseminado: Mena se encuentra dispersa en la roca
- Roca alterada - sí las transformaciones se manifiestan en la roca completa.
- Dique con autometasomatose: Dique (estructura magmática) se auto-alteró en líquidos acuosas de su propio sistema.
- Estimación de Recursos y Reservas

Los Recursos Geológicos. Se clasifican en recursos medidos, indicados e inferidos, son el resultado del proceso de exploración y son estimados usando modelos geocientíficos. Cuando estos recursos presentan un interés económico con una perspectiva razonable de una eventual extracción, se denominan recursos minera (CODELCO, 2016, p.39).

Las Reservas Minerales. Se clasifican en probadas y probables, representan el subconjunto del recurso mineral medido e indicado y que es extraíble de acuerdo a un plan minero sustentable técnica y económicamente, inserto en un escenario productivo (CODELCO, 2016, p.39).

Figura 1. Relación general entre resultados de exploración entre recurso y reservas minerales



Nota. Tomado de CIM (2014)

4.2.2. Reservas Minerales

CIM (2014) establece que las reservas minerales se clasifican en base al código JORC que fue publicado en el 1988, el cual divide a las reservas en dos categorías:

Reserva Mineral Probable. Es la parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Indicado y en algunas circunstancias Recurso Mineral Medido. Incluye los materiales

de dilución y tolerancias por pérdidas que puedan producirse cuando se explota el material. Se han realizado evaluaciones apropiadas

Reserva Mineral Probada. Es la parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Medido. Incluye los materiales de dilución y tolerancias por pérdidas que se pueden producir cuando se explota el material.

4.2.3. Métodos de Cálculo de Reservas

Cálculo por Volumen. Se basa en la asimilación de las formas de los yacimientos a las principales figuras geométricas: Esferas, conos, cilindros, paralelepípedos, pirámides, para lo cual se aplican las fórmulas de cálculo de volumen aplicadas a estas figuras geométricas (SENA, 2001).

- Forma Cónica.
- Forma Cilíndrica.
- Forma Estrato Irregular.

Cálculo por Contornos. La cuantificación por contornos no está fundamentada en las curvas de nivel que puede tener un mineral en proyección horizontal, este método se aplica para cuantificar estéril a mover (SENA, 2001).

Cálculo por Secciones. Es utilizado en la cuantificación de reservas ya que permite el cálculo simultáneo de mineral y estéril para obtener comparativamente los radios de descapote finales de la mina. Para aplicar este método es necesario conocer:

- Curvas de afloramiento
- Límites del yacimiento (pared de corte)
- Espesor promedio
- Longitud del estrato (s) en cada sección (SENA, 2001).

4.3. Topografía

Topografía es la ciencia que estudia la representación gráfica de la superficie de la Tierra, con sus formas y detalles, y todos sus principios y procedimientos. Además, la topografía también estudia las superficies modificadas por el hombre (Grupo Trato, 2021).

Pérez (2010) ha afirmado que: La topografía es una ciencia que estudia el conjunto de procedimientos para determinar las posiciones relativas de los puntos sobre

la superficie de la tierra y debajo de la misma, mediante la combinación de las medidas según los tres elementos del espacio: distancia, elevación y dirección. La topografía explica los procedimientos y operaciones del trabajo de campo, los métodos de cálculo o procesamiento de datos y la representación del terreno en un plano o dibujo topográfico a escala (p.35).

4.3.1. Topografía Subterránea

Estruch y Tapia (2003) mencionan que la topografía subterránea es muy distinta a la superficial, esto debido a las condiciones de trabajo en el subsuelo: galerías profundas, angostas, mal iluminadas, húmedas y no bien ventiladas hacen que los métodos e instrumentos utilizados en la superficie no puedan ser utilizados sin una adaptación especial (p.19).

4.4. Propiedades Físico – Mecánicas de las Rocas

4.4.1. Propiedades Físicas

Según González de Vallejo et al. (2002) las propiedades físicas son las que determinen en primera instancia, junto con la composición mineralógica y la fábrica, las propiedades y el comportamiento mecánico de la matriz rocosa.

Porosidad. Es la relación entre el volumen ocupado por los huecos o poros en la roca, y el volumen total.

Peso específico. Define el peso por unidad de volumen.

Permeabilidad: Es la capacidad de transmitir agua de una roca

Esponjamiento. Expresa la relación entre la densidad seca del suelo en estado natural y el mismo concepto cuando es vertido sin compactar (Ineco, S.f.).

4.4.2. Propiedades Mecánicas

Las propiedades mecánicas son aquellas que afectan a la resistencia mecánica y a su capacidad cuando se les aplica una fuerza, es decir son aquellas que posee un material relacionadas con sus posibilidades de transmitir y resistir fuerzas o deformaciones (INFINITIA, S.f.).

Gonzales de Vallejo (2002), establece la definición de las propiedades como:

Resistencia a compresión simple o resistencia uniaxial. Es el máximo esfuerzo que soporta la roca sometida a compresión uniaxial, determinada sobre una probeta cilíndrica sin confinar en el laboratorio.

Resistencia a tracción. Es el máximo esfuerzo que soporta el material ante la rotura por tracción. Se obtiene aplicando fuerzas traccionales o distensivas a una probeta cilíndrica de roca en laboratorio.

4.5. Clasificaciones Geomecánicas del Macizo Rocoso

Las clasificaciones geomecánicas se emplean de forma generalizada en ingeniería para hacer una primera predicción del comportamiento de los macizos rocosos frente a excavaciones, principalmente subterráneas, aunque también a cielo abierto (Ramírez & Alejano, 2004, p.146).

4.5.1. Clasificación de Deere (1967)

Ramírez & Alejano (2004) mencionan que este parámetro se obtiene a partir del porcentaje de trozos de testigos mayores de 10 cm recuperado en un sondeo y permite estimar el grado de fracturación del macizo rocoso (p.148).

$$RQD = \frac{\sum Testigos \geq 10cm}{longitud\ del\ taladro} * 100$$

A veces hay que estimar el RQD a partir de datos en afloramientos, al no disponer de sondeos. En estos casos, se puede utilizar la siguiente relación:

$$RQD = 115 - 3.3 * Jv$$

Jv = Índice volumétrico de juntas o número de juntas por metro cúbico

4.5.2. RMR de Bieniawski

El laboratorio oficial J.M. Madariaga (2005) menciona que la clasificación RMR- Rock Mass Rating (Bieniawski 1973, con actualizaciones en 1979, 1989 y 2014 por Bieniawski, P. Varona, B. Celada, I. Tardáguila y A. Rodríguez) sirve para caracterizar macizos rocosos según su calidad en función del índice obtenido (p.50). Tiene en cuenta los siguientes parámetros:

- Resistencia a compresión simple de la roca.
- Parámetro RQD (rock quality designation Deree et al. 1967).
- Estado de las discontinuidades.
- Espaciado de las discontinuidades.
- Condiciones hidrogeológicas.
- Orientación de las discontinuidades respecto a la excavación.

4.5.3. *Q de Barton*

El laboratorio oficial J.M. Madariaga (2005) establece que en esta clasificación se catalogan los macizos rocosos según el denominado índice de calidad *Q* (Barton et al. 1974) (p.54).

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

Basado en los seis parámetros siguientes:

R.Q. D.: Grado de fracturación del macizo rocoso.

J_n: Número de familias de juntas.

J_r: Rugosidad de las juntas.

J_a: Meteorización de las juntas.

J_w: Agua en las juntas.

S. R. F.: (Stress Reduction Factor)

4.5.4. *GSI*

El GSI (Geological Strength Index) es un sistema para la estimación de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a partir de observaciones geológicas de campo, propuesto por Hoek et al, (1995), cuyo rango numérico, comprendido entre 0 y 100 (laboratorio oficial J.M. Madariaga, 2005).

4.5.5. *Correlaciones entre las clasificaciones geomecánicas*

El laboratorio oficial J.M. Madariaga (2005) menciona que existen numerosas correlaciones entre las clasificaciones geomecánicas, entre otras las que se presentan a continuación:

$$RMR = 9 \ln Q + 44 \text{ (Bieniawski, 1976, para túneles civiles).}$$

$$RMR = 10 \ln Q + 42 \text{ (Abad, 1983, para galerías en minas de carbón españolas).}$$

$$RMR = 13,5 \ln Q + 43 \text{ (Rutledge, 1978).}$$

$$RMR = 15 \log Q + 50 \text{ (Brady & Brown, 2004).}$$

$GSI = RMR - 76$ (para macizos rocosos secos y sin considerar la orientación de la excavación).

$GSI = RMR 89 - 5$ (para macizos rocosos secos y sin considerar la orientación de la excavación).

4.6. Actividad Minera

Es una actividad económica que comprende el proceso de extracción, explotación y aprovechamiento de minerales que se hallan en la superficie terrestre con fines comerciales (BCE, S.f.).

4.6.1. Fases de Minería

Prospección. Es la búsqueda de indicios de nuevas áreas mineralizadas (Ley de minería, 2009).

Exploración. Consiste en la determinación del tamaño y forma del yacimiento, así como del contenido y calidad del mineral en él existente, también la evaluación económica del yacimiento (Ley de minería, 2009).

Explotación. es el conjunto de operaciones, trabajos y labores mineras destinadas a la preparación y desarrollo del yacimiento y a la extracción y transporte de los minerales (Ley de minería, 2009).

Beneficio. Comprende el tratamiento de los minerales explotados para elevar el contenido útil o ley de los mismos (Ley de minería, 2009).

Fundición. son los procedimientos técnicos destinados a separar los metales de los correspondientes minerales o concentrados producidos en el beneficio (Ley de minería, 2009).

Refinación. Consiste en los procedimientos técnicos destinados a convertir los productos metálicos en metales de alta pureza (Ley de minería, 2009).

Comercialización. Consiste en la compraventa de minerales o la negociación de contratos que tengan por objeto la negociación de cualquier producto resultante de la actividad minera (Ley de minería, 2009).

4.7. Métodos de Explotación Minera

Los métodos de explotación se definen como una forma geométrica usada para explotar un yacimiento determinado, es el modo de dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo, y la forma en que se efectúa y progresa la explotación propiamente (Alvarez, 2023).

4.7.1. Minería a Cielo Abierto

Excavación a cielo abierto empleada para la extracción de minerales metálicos y no metálicos de cuerpos minerales localizados a profundidades menores de 160m (500 pies aprox.) (Servicio Geológico Mexicano, 2017). Aparecen varios sistemas de explotación como:

- Cortas
- Descubiertas
- Terrazas
- Contorno
- Canteras
- Graveras
- Minería hidráulica
- Lixiviación
- Especiales o mixtos

4.7.2. Minería Subterránea

Los métodos subterráneos son adaptados a los cuerpos mineralizados y a las condiciones de la roca, forma y dimensiones del yacimiento. Los métodos subterráneos más selectivos que los métodos a cielo abierto, exceptuando a los métodos por hundimiento (Alvarez, 2023).

Soportados por Pilares. Son aquellos métodos de operación en que se transfieren las tensiones (campo gravitacional), a los pilares que lo sostienen. Se puede utilizar algún sistema artificial y adicional para sostener el hueco (Alvarez, 2023). Se pueden diferenciar algunos sistemas como:

- Método de pilar en bloques
- Método de pilar en línea
- Método de pilar en abanico
- Método de pilar cuadrado
- Subniveles

Artificialmente Soportados o Relleno. Se trata de un método en el que se sustituye el mineral arrancado por un material estéril más o menos preparado (estéril exterior, residuos de flotación, mezclas preparadas y cementadas) para que sostenga el hueco generado (Alvarez, 2023). Se pueden diferenciar algunos sistemas como:

- Método de relleno hidráulico (Hydraulic Fill)
- Método de relleno con estériles (Rock Fill)

- Método de relleno con mortero (Cemented Fill):
- Método de relleno en pasta (Paste Fill)

Sin Soporte o Hundimiento. Es un método, en el que no se actúa sobre el hueco generado dando lugar, en un momento determinado, al hundimiento del techo de la cámara de explotación, llevándose a cabo un cierto autorelleno por el material colapsado (Alvarez, 2023). Se pueden diferenciar algunos sistemas como:

- Método de hundimiento por panel (Panel Caving):
- Método de hundimiento por subniveles (Sublevel Caving)
- Método de hundimiento por bloques (Block Caving):
- Shrinkage Stopping

4.7.3. Selección de sistema de Explotación

La selección del sistema de explotación depende de muchos factores, como su ubicación, forma, tamaño, topografía de superficie, profundidad de la mineralización, tipo de mineral, regularidad de la mineralización, calidad del macizo rocoso desde un punto de vista geomecánica (Alvarez, 2023)

Se puede establecer las técnicas más utilizadas, dentro de las cuales se encuentran:

Método de Nicholas o el método de la University of British Columbia (UBC). Son metodologías simples que permiten descartar métodos no viables de aplicar en el yacimiento, ya sea por la forma de mineralización o las propiedades mecánicas de la roca mineralizada o estéril (Alvarez, 2023).

Matriz Delphi. Es una técnica que permite considerar parámetros como seguridad, impacto en el medio ambiente, para los métodos no descartados en la etapa anterior (Alvarez, 2023).

Análisis Detallado. Es una evaluación rápida de los métodos que presentan una mayor puntuación en la etapa anterior, se realiza una comparación por los indicadores de rentabilidad como VAN, IVAN (Alvarez, 2023).

4.7.4. *Labores Mineras Subterráneas*

Pozos. Son excavaciones más o menos anchas y profundas, cuyo objetivo normal es el de proporcionar acceso o crear una conexión con el subsuelo, es utilizada para la extracción de roca y mineral, personal y material de transporte, ventilación (Estruch y Tapia,2003, p.24).

Tabla 3. *Características de la construcción de pozos*

Profundidad	Alcanzan frecuentemente varias centenas de metros de profundidad
Revestimiento	Se les aplica un revestimiento llamado entibación. Esta entibación puede estar constituida por materiales clásicos, como la madera, los ladrillos o el hormigón.
Profundización de pozos	La profundización del pozo tiene que ser considerada necesariamente como un tipo de preparación más bien complicada, debido a la complejidad de los equipos y las operaciones que lleva consigo

Nota. Tomado de Estruch y Tapia (2003)

Galerías. Las galerías horizontales en una mina son utilizadas con varias finalidades: para la preparación de los túneles, exploración, acceso del personal a las explotaciones o frentes de trabajo, transporte del material, del mineral (Estruch y Tapia,2003, p.26).

Chimeneas y Coladeros. Sirven como conexiones entre diferentes niveles horizontales con las funciones de servir de paso al mineral, al personal, a la ventilación o para facilitar la preparación (Estruch y Tapia,2003, p.28).

Rampas. Sirven para las mismas finalidades que las chimeneas, como medios de comunicación entre niveles horizontales. La inclinación se encuentra entre el 14% y 10%, lo que hace posible el simple y rápido movimiento de las máquinas de ruedas autopropulsadas (Estruch y Tapia,2003, p.30).

Tolva o chute. Apertura subterránea en el fondo de una cámara o en el frente de explotación por donde se conduce el material extraído (Glosario Minería, 2013).

Piques. Son labores verticales que sirven de comunicación entre la mina subterránea y la superficie exterior con la finalidad de subir o bajar al personal, material, equipos y el mineral (Seguridad Minera, 2021).

4.8. **Actividades en Minería Subterránea**

El estudio técnico define la ubicación del yacimiento al interior de la corteza terrestre, alejado de la superficie y la viabilidad económica, social y ambiental, indican como desarrollar los trabajos de preparación y extracción desde la superficie al interior de la corteza terrestre, es decir de manera subterránea (IIGE, 2018).

Tabla 4. Descripción de procesos, actividades y recomendaciones en minería subterránea

Proceso	Actividad	Recomendación
Selección del diseño de explotación	Creación de vías de acceso (rampas, galerías inclinadas, verticales, horizontales, pozos, chimeneas)	El diseño se apega al tipo de yacimiento y las condiciones geológicas y topográficas del terreno.
Perforación y voladura	Diseño de malla de perforación, cálculo cantidad de explosivos, distribución de	La correcta implementación de la malla de perforación y voladura y una adecuada secuencia de encendido de acuerdo a las características del yacimiento, mejoran costos de operación
Ventilación y limpieza	Calcular la cantidad de aire requerido para limpiar el ambiente, realizar limpieza y remoción de rocas sueltas.	La atmósfera, ventilación, limpieza, seguridad, visibilidad de las galerías deben estar aptas para el ingreso del siguiente grupo de trabajo.
Fortificación de labores Mineras	Sostenimiento y fortificación de zonas consideradas inestables al interior de las galerías.	Uso de material resistente y duradero en las fortificaciones considerando el factor de seguridad óptimo para proteger la vida del personal.
Cargado y transporte del Material arrancado	Maquinaria mueve y transporta el material arrancado en las labores hacia la superficie	Ubicación del material arrancado en buzones, vagones, locomotoras, carros de mina.

Nota. Tomado de IIGE (2018)

5. Metodología

5.1. Materiales

Para el desarrollo y elaboración de la presente investigación, se ha utilizado un conjunto de materiales y equipos en la fase de campo y software en la fase de oficina, para lo cual se ha clasificado de la siguiente manera.

Tabla 5. *Lista de Materiales, Equipos y Software*

Materiales de campo	Materiales de oficina	Softwares
<ul style="list-style-type: none">● Brújula	<ul style="list-style-type: none">● Hoja Geológica de Santa Rosa de El Oro (1:100 000)	<ul style="list-style-type: none">● AutoCAD 2021
<ul style="list-style-type: none">● GPS	Ordenador Portátil	<ul style="list-style-type: none">● ArcGIS 10.5
<ul style="list-style-type: none">● Martillo Geológico		<ul style="list-style-type: none">● Recmin
<ul style="list-style-type: none">● Cinta métrica		<ul style="list-style-type: none">● Paquete Office
<ul style="list-style-type: none">● Libreta de campo		
<ul style="list-style-type: none">● Rayador Geológico		
<ul style="list-style-type: none">● Pinturas en Spray		
<ul style="list-style-type: none">● Marcadores		
<ul style="list-style-type: none">● Lapiceros		
<ul style="list-style-type: none">● Fundas de muestreo		
<ul style="list-style-type: none">● Combo		
<ul style="list-style-type: none">● Cíncel		
<ul style="list-style-type: none">● Cámara fotográfica		
<ul style="list-style-type: none">● Equipo de protección personal (casco, guantes, protectores auditivos, botas, casco reflectivo)		
<ul style="list-style-type: none">● Fichas de campo		
<ul style="list-style-type: none">● Esclerómetro		
<ul style="list-style-type: none">● Ácido clorhídrico (10%)		

5.2. Ubicación y acceso del área de estudio

5.2.1. Ubicación

La concesión minera Piedras Verdes 35, código 30000498, está ubicada en la Región Sur del Ecuador, provincia de El Oro, cantón Atahualpa, parroquia Cordoncillo, sector Piedras

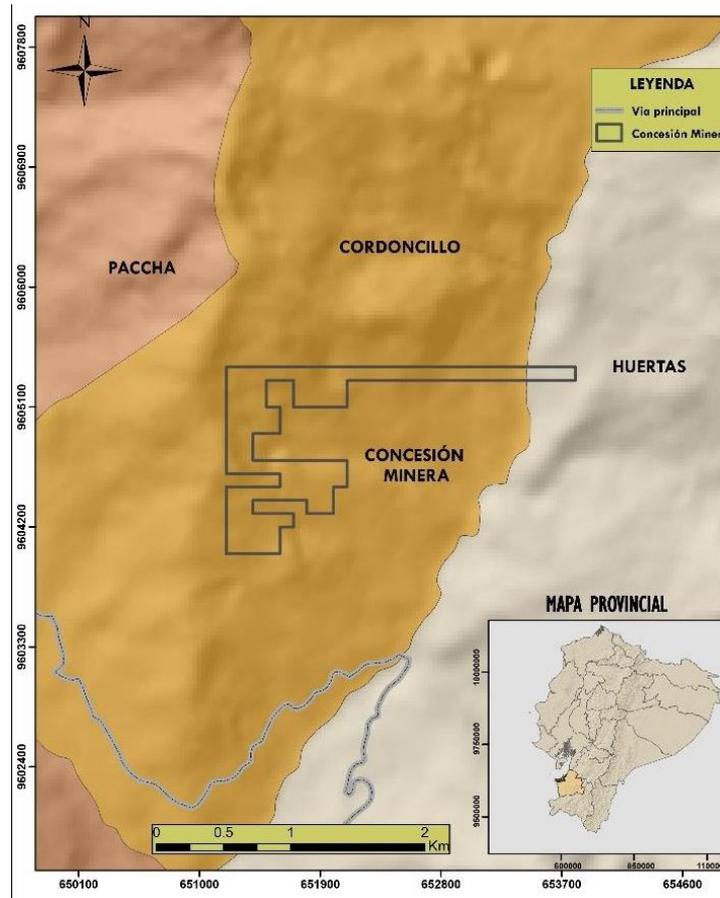
Verdes (Ver Figura 2). Cuenta con un permiso de explotación para pequeña minería de 91 hectáreas. Las coordenadas del área minera se presentan en tabla 6

Tabla 6. *Coordenadas Geográficas del Área Minera Piedras verdes*

Coordenadas: Datum UTM PSAD56/ Zona 17 S (m)		
PP	651200	9605400
P1	653800	9605400
P2	653800	9605300
P3	652100	9605300
P4	652100	9605100
P5	651700	9605100
P6	651700	9605300
P7	651500	9605300
P8	651500	9605100
P9	651600	9605100
P10	651600	9604900
P11	651400	9604900
P12	651400	9604700
P13	652100	9604700
P14	652100	9604500
P15	652000	9604500
P16	652000	9604300
P17	651800	9604300
P18	651800	9604400
P19	651400	9604400
P20	651400	9604300
P21	651700	9604300
P22	651700	9604200
P23	651600	9604200
P24	651600	9604000
P25	651200	9604000
P26	651200	9604500
P27	651600	9604500
P28	651600	9604600
P29	651200	9604600

Nota. Tomado de Geoportal de Catastro minero (2023)

Figura 2. *Ubicación del Área minera*

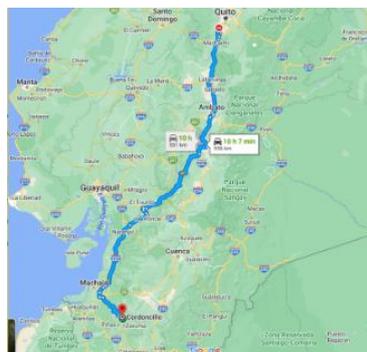


En el anexo 1 se encuentra: Mapa de ubicación del área de estudio

5.2.2. Acceso

Para acceder al área minera desde la ciudad de Quito por vía terrestre, se utiliza la ruta Panamericana/Troncal de la Sierra/E20/E35, continua y toma la carretera Troncal de la Costa hasta llegar al sector llamado El Chupo, en donde se elige una vía de segundo orden que lleva al sector Piedras Verdes. El recorrido total de viaje es de 556 Km (Ver Figura 3).

Figura 3. *Acceso al área de estudio desde la ciudad de Quito*

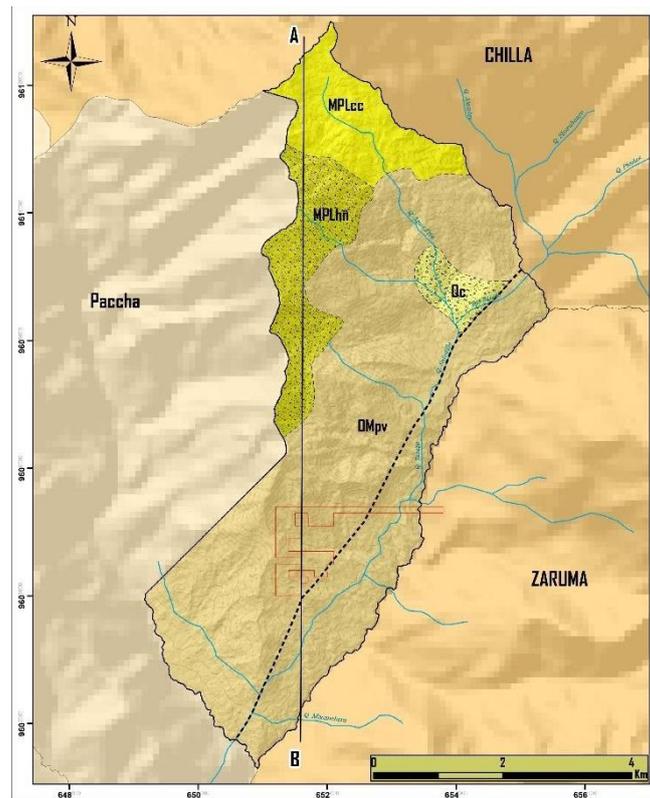


Nota. Tomado de Google Maps (2023)

5.2.3. Geología Regional

Concordante con lo definido en la hoja geológica de Santa Rosa elaborada por el Instituto de Investigación Geológico y Energético (2017), el contexto geológico de la parroquia Cordoncillo se define por cuatro unidades geológicas, de las cuales la unidad Portovelo es la que atraviesa la zona minera de estudio, la cual se encuentra dominada por lavas andesíticas masivas porfídicas a basaltos andesíticos y brechas con tobas de cristales intermedias (Ver Figura 4).

Figura 4. Formaciones geológicas pertenecientes a la parroquia Cordoncillo



Revisar Anexo 2: Mapa geológico regional del área de estudio

Unidad Portovelo (OMpv). Esta unidad está dominada por lavas andesíticas masivas porfídicas a basaltos andesíticos y brechas con tobas de cristales intermedias. También incluye tobas de "ash flow" riolíticas a dacíticas con intercalaciones sedimentarias (pizarras-cherts) menores. Las volcánicas andesíticas muestran alteración propilítica generalizada de bajo nivel a epidota, clorita y calcita (PRODEMINCA, 2000, p.53).

De acuerdo a Billingsley (1926), esta unidad la integran de E a O tres Series: Muluncay, Portovelo y Faique. La Serie Muluncay constituye la base de la Serie Portovelo y está

representada por brechas volcánicas, tobas y flujos de composición andesítica e ignimbritas. La Serie Portovelo comprende lavas andesíticas y basalto-andesíticas.

Según Spencer et al.(2002) La secuencia posee rumbo NO-SE e inclina 35° a 40° al SO. La actividad magmática prosigue con la Serie Faique, que se localiza al O y se sobrepone a la Serie Portovelo. La Serie Faique consiste en rocas volcánicas similares a las descritas para la Serie Muluncay, pero con una proporción mayor de tobas y menor de lavas andesíticas; y, culmina con intrusivos subvolcánicos, dioríticos, granodioríticos, monzoníticos cuarzosos y riolíticos que, al S del distrito, adquieren en planta forma sigmoide (N a NO) y afloran entre Zaruma y Portovelo

Unidad Huiñacay (MPL_{Hñ}). Su origen se remonta al periodo Paleógeno-Neógeno, época Mio-Plioceno, está compuesta por depósitos de tobas riolíticas, tobas soldadas resultantes de flujos de ceniza con composición riolítica y tobas de lapilli. Este flujo se encuentra en una posición discordante con respecto a las lavas andesíticas presentes en las unidades Loma Palta y Portovelo, así como con la secuencia volcánico-sedimentaria de la Unidad Chilla. Esta formación queda cubierta por las unidades Pasa Loma, Chillacocha y Tambillo, (IIGE, 2017).

Unidad Chillacocha (MPL_{cc}). Esta unidad se presenta como estratos irregulares en la cordillera de Chilla, siendo sus principales exposiciones encontradas alrededor de la laguna de Chillacocha, abarca una sucesión de material volcano-sedimentario que incluye tobas de cristales, tobas riolíticas, domos riolíticos, brechas andesíticas y tobas líticas. Esta formación se deposita de manera discordante sobre las rocas volcánicas de la Unidad Portovelo en dirección sur y suroeste. En contraste, hacia el sureste, se sitúa discordantemente sobre la unidad Tambillo (IIGE, 2017).

Depósito Coluvial (Qc). Se encuentran sus principales acumulaciones en Valle Hermoso, compuestas mayormente por grandes depósitos de bloques, gravas y cantos de granodioritas, metagranodioritas, esquistos y filitas. En la zona de Atahualpa, se componen principalmente de bloques redondeados a subredondeados de lavas andesíticas sobre volcanosedimentos (IIGE, 2017).

Falla inferida. Según Ruilova, (2020). Esta discontinuidad es de tipo inversa y se desprende de la falla Portovelo, tiene una dirección preferente de $030^{\circ}/79^{\circ}$ NW y se enmarca en el río Salado de la parroquia Cordoncillo, al SE la estructura se marca tectónicamente entre la unidad Ayapamba y la unidad Portovelo.

5.2.4. Geología Local

La geología de la zona, integra los hallazgos derivados de la investigación de campo, abarcando tanto el mapeo geológico en la superficie como subterráneamente.

5.2.4.1. Geología en superficie. “Litológicamente el área de estudio se circunscribe sobre la unidad Portovelo” de acuerdo a IIGE (2017) y se constituye en: Riolitas y tobas riolíticas, rocas que han sido encontradas como cantos rodados de variados tamaños, producto del desprendimiento del macizo rocoso y que presentan una ligera meteorización. De esta forma se ha descrito algunas muestras de rodados dispuesto sobre el área de estudio, citados como afloramientos

Afloramiento 1: Riolitas. Conforme se cita en la figura 5 se describe la muestra de una roca tipo ígnea extrusiva, cuyas características se atribuyen a la unidad Portovelo, misma que se ubica a 1360 metros de longitud en dirección noroeste del campamento del área minera; presenta una ligera meteorización, lo que le da una tonalidad rojo-amarillenta con textura fanerítica, de la que puede observar de forma macroscópica presencia de minerales como cuarzo y feldespatos potásicos y plagioclasas. Los cantos de rocas presentan varios tamaños, oscilando entre 0.5 y 3 metros de largo

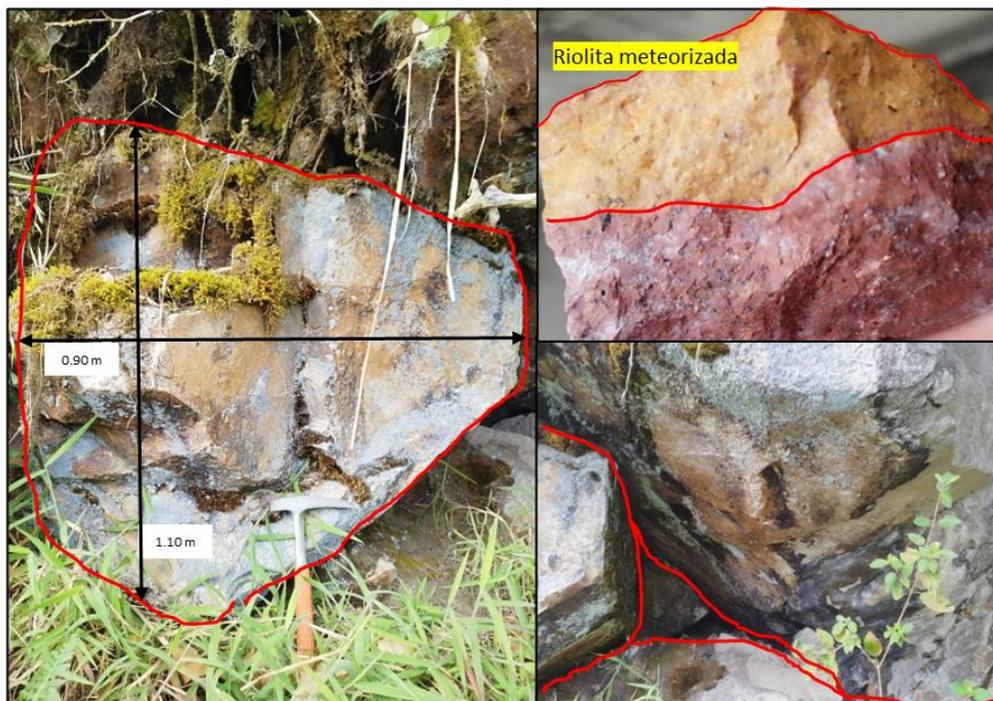
Datum: UTM/PSAD 56

X: 651345 m

Y: 9604726 m

Z: 1951 msnm

Figura 5. Afloramiento 1: Fragmentos rodados de Riolita



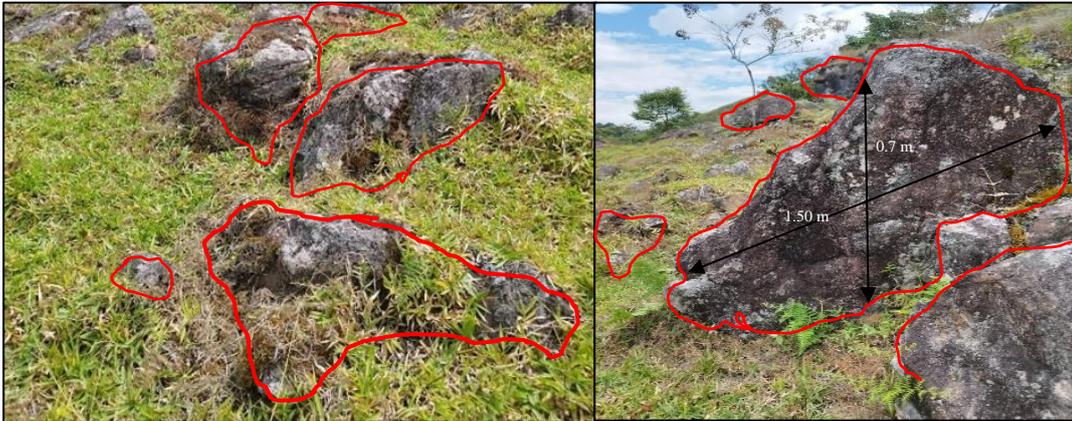
Afloramiento 2: Tobas riolíticas

Se encuentran acumulaciones de cantos rodados de esta roca ígnea a 1600 metros de longitud en dirección noroeste del campamento del área minera. En su matriz rocosa se pueden observar minerales como: cuarzo, feldespatos y plagioclasas, además de una pequeña cantidad de óxidos, los tienen una coloración negra. Asimismo, esta roca presenta una textura fanerítica. Los cantos rodados varían en tamaño, que va desde 0.50 a 2 metros (ver figura 6).

Datum: UTM/PSAD 56

X: 651258 m Y: 9604941 m Z: 1961 msnm

Figura 6. Afloramiento 2. Fragmentos rodados de toba riolítica



Afloramiento 3: Tobas riolíticas

Los rodados de esta roca ígnea se presentan con tamaños de 0.3 a 1 metro de largo, y se encuentran a 1,760 metros de distancia en dirección noroeste del campamento del área minera, en los límites del área de concesión. Asimismo, presentan una ligera meteorización producto de la exposición al Intemperismo (Ver Figura 7).

Datum: UTM/PSAD 56

X: 650977 m Y: 96005020 m Z: 2065 msnm

Figura 7. Afloramiento 3. Fragmentos rodados de toba riolítica



Según Mendieta (2023) en lo definido en su investigación se encuentran 4 afloramientos adicionales los cuales se describen a continuación:

Afloramiento 4: Depósito coluvial

El material coluvial se encuentra perpendicular a la boca mina a 40 metros y está conformado por clastos de diferente diámetro de andesitas, arenas, arcillas y limos. La matriz corresponde a material volcánico con clastos angulosos; mineralógicamente está conformada por minerales claros como plagioclasas, cuarzo y minerales oscuros como olivinos (Mendieta, 2023).

X: 651651 m

Y: 9603768.15 m

Z: 1466 msnm

Figura 8. Afloramiento 4. Coluvios de roca andesita



Nota. Modificado de Mendieta (2023)

Afloramiento 5: Depósito coluvial

El material ígneo intrusivo de este afloramiento se encuentra a 800 metros de la boca mina y está conformado por clastos de diferente diámetro de granodiorita, arenas, arcillas y limos, la matriz rocosa mineralógicamente está conformada por cuarzo, plagioclasa y piroxenos (Mendieta, 2023).

X: 651582 m Y: 9603859.15 m Z: 1526

Figura 9. *Afloramiento 5. Coluvios de roca granítica*



Nota. Modificado de Mendieta (2023)

Afloramiento 6: Andesitas alteradas

El material volcánico del afloramiento, corresponde al basamento ígneo, se encuentra ubicado en la quebrada Piedras Verdes, siguiendo el avance del túnel está conformado por andesitas meteorizadas, fracturadas. Cuenta con una altura de 5 metros, presenta un rumbo y buzamiento de 320°/30°NE (Mendieta, 2023).

X: 651648.32 m Y: 9603733.15 m Z: 1291 msnm

Figura 10. *Afloramiento 6. Basamento ígneo*



Nota. Modificado de Mendieta (2023)

Afloramiento 7: Depósito aluvial

Se encuentra la quebrada Piedras Verdes, está formado por clastos de diferentes tipos de roca. Se presenta en forma de terraza sobre la cual ha acontecido una sedimentación debido al arrastre de material suelto que se ha desplazado desde las altas pendientes con gran velocidad a las de baja pendiente en donde la velocidad disminuye provocando su asentamiento(Mendieta, 2023).

X: 651701 m Y: 9603716 m Z: 1340 msnm

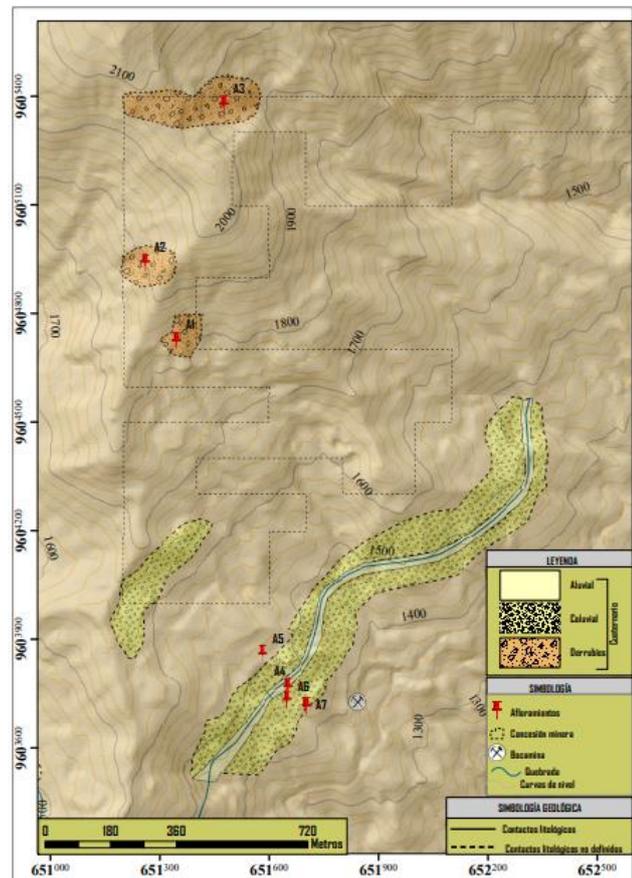
Figura 11. *Afloramiento 7. aluvial*



Nota. Modificado de Mendieta, 2023

En base a la información recopilada en el desarrollo de esta investigación y por el trabajo elaborado por Mendieta (2023), se ha elaborado el mapa geológico superficial del área minera “Piedras verdes”, como se muestra en la figura 12.

Figura 12. Geología en superficie del área minera Piedras Verdes



El mapa de geología en superficie se encuentra en el anexo 3.

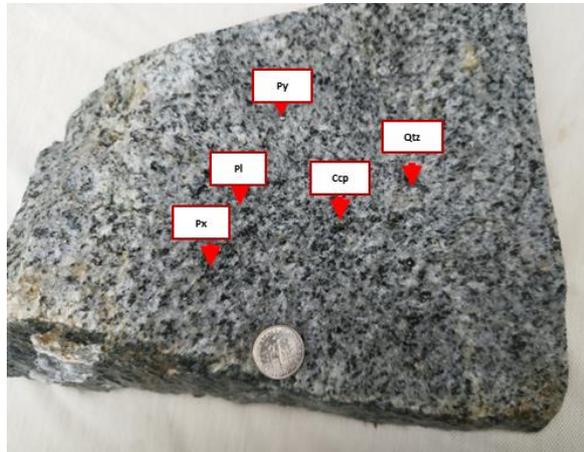
En cuenta a la falla inferida, no se le pudo visualizar en el recorrido que se dio en la búsqueda de afloramientos en este trabajo de investigación.

5.2.4.2. Geología subterránea. El cruce de exploración de la veta Ricota tiene un avance de 57 m de largo con una sección de 2.20 m por 1.80 m de forma abovedada, la cual cuenta con cuneta de desagüe ubicada en la parte inferior del hastial izquierdo y ventilación forzada, litológicamente está representada por la unidad Portovelo que constituyen granodioritas y andesitas basáltica conforme su desarrollo que cito:

Tramo KO+000 a KO+020. Se advierte la presencia de granodioritas de origen ígneo intrusivo, la cual presenta una textura fanerítica de grano grueso, dentro de su composición como minerales principales se observa macroscópicamente cuarzo, plagioclasas, feldespatos y piroxenos en porcentajes de 10%, 30%, 5% y 5 %

respectivamente; así mismo sobre este complejo litológico se observa piritizado en proporción de 1% (ver figura 13).

Figura 13. *Granodiorita*



Nota. (Qtz:Cuarzo, Ccp:Calcopirita, Py:Pirita, Pl:Plagioclasas, Px:Piroxenos)

Tramo KO+020 a KO+055. Se advierte la presencia de andesitas basáltica, con un contacto definido con dirección 048°/79°NE, las cuales tienen un origen ígneo intermedio-extrusivo con una textura afanítica. Dentro de su composición se pueden observar minerales como cuarzo, piroxenos, plagioclasas y feldespatos en porcentajes de 1%, 25%, 40 % y 1% respectivamente, además de observar sulfuros de calcopirita y pirita en proporciones de 1% y 5% (ver figura 14).

Figura 14. *Andesita Basáltica*



Nota. (Ccp:Calcopirita, Py:Pirita)

En cuanto a la galería principal de transporte que tiene un avance de 1330 metros de longitud Mendieta (2023) realiza la identificación de las diferentes unidades litológicas presentes, en donde se encontraron andesitas, dioritas, granodioritas, andesitas basálticas y

brechas hidrotermales, las cuales han sido segmentadas en tramos según aparecen y se describen a continuación.

Tramo 0+000.00 a 0+036.4: Se encuentran dioritas de grano fino con presencia de carbonatos tipo calcita, los minerales presentan un leve alargamiento, que se observa en la figura 15 (Mendieta, 2023).

Figura 15. *Dioritas*



Nota. Tomado de Mendieta (2023)

Tramo 0+036.4 a 0+0245.08: Se presentan brechas hidrotermales conformados por varios tipos de rocas, producto del ascenso de los magmas y la liberación de energía, los granos presentan bandeamiento y leve magnetismo con presencias de vetas de cuarzo y minerales predominantes como epidota y piroxenos (Ver Figura 16) (Mendieta, 2023).

Figura 16. *Brechas hidrotermales*



Nota. Tomado de Mendieta (2023)

Tramo 0+0245.08 a 0+680.80: Se encuentra el contacto litológico con dirección $350^{\circ}/70^{\circ}\text{SE}$ entre una alteración de andesitas y andesitas sanas, en las cuales se encuentran minerales predominantes como la pirita, calcopirita, bornita observados en la figura 17 (Mendieta, 2023).

Figura 17. *Contacto de andesitas*



Nota. Tomado de Mendieta (2023)

Tramo 0+680.80 a 0+902.00: Presencia de andesitas basálticas relacionadas con Formación Portovelo con sulfuros, clorita y leve magnetismo (Ver Figura 18) (Mendieta, 2023).

Figura 18. *Andesitas basálticas*



Nota. Tomado de Mendieta (2023)

Tramo 0+902.00 a 1+006.00: Se encuentra el contacto con dirección 60°/85°SE entre andesitas basálticas y granodioritas las cuales se relacionan con el intrusivo que se observa en la Geología Regional del sector, con presencia de cuarzo, pirita calcopirita y se destaca pequeñas vetillas de calcosina que se observa en la figura 19 producto de la oxidación de la calcopirita (Mendieta, 2023).

Figura 19. *Granodioritas*



Nota. Tomado de Mendieta (2023)

El mapa geológico en subterráneo se encuentra en el anexo 4.

5.3. Metodología

La metodología utilizada para el cumplimiento de cada objetivo planteado, en el presente proyecto investigativo se dividió en 3 etapas

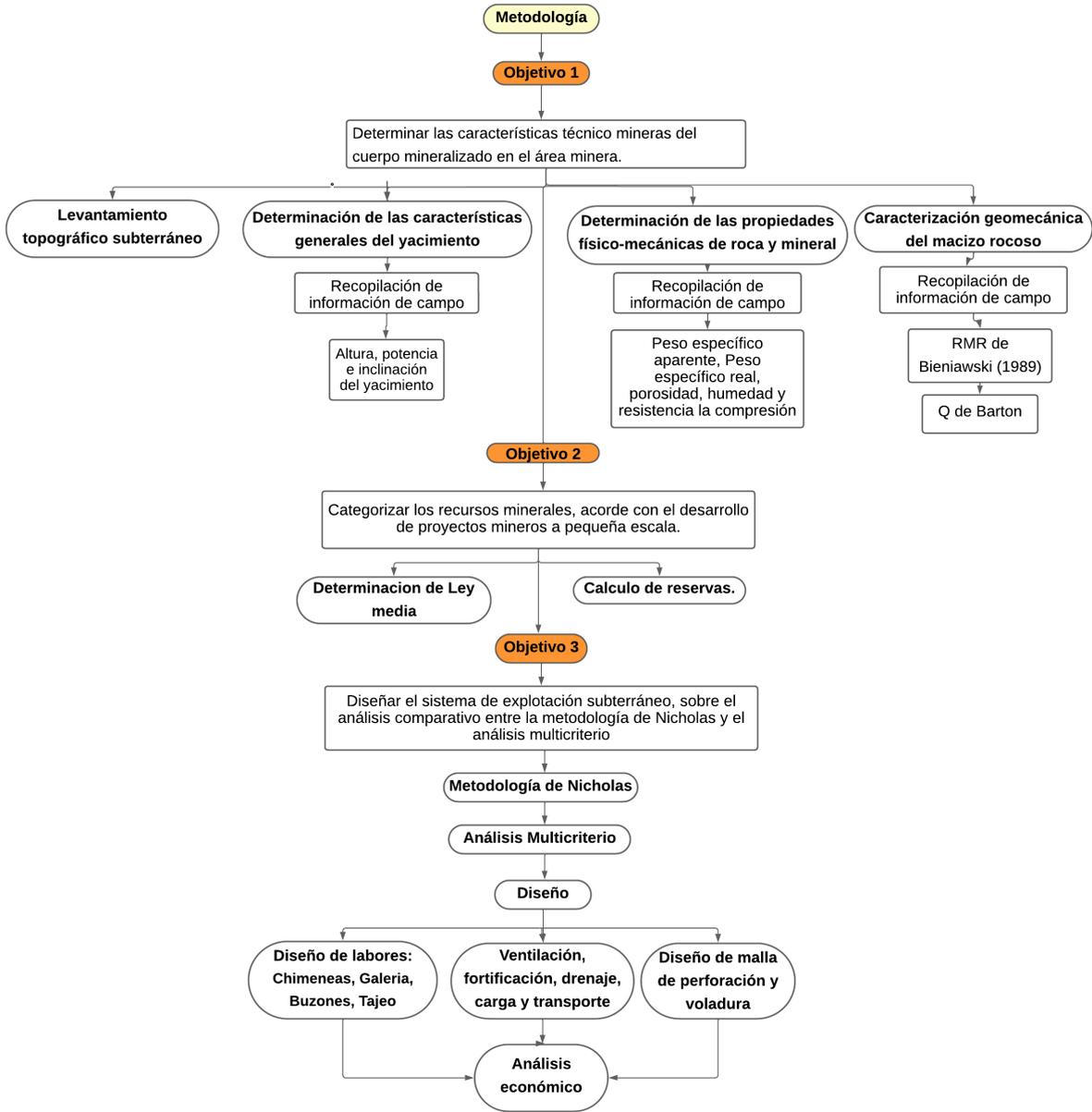
Fase de campo. En esta fase se realizó la recopilación de información dentro del frente de estudio, lo que implicó efectuar actividades como: la toma de muestras de roca y mena mineralizada, caracterización geológica-geomecánica del macizo rocoso y levantamiento topográfico subterráneo así mismo se determinó los elementos de yacencia del cuerpo mineral (Rumbo, buzamiento y estado de discontinuidades del macizo rocoso presente a lo largo de la veta Ricota).

Fase de laboratorio. En esta etapa, se llevó a cabo la determinación de las propiedades físico-mecánicas de la roca y el mineral con la realización de ensayos de laboratorio. Dichos ensayos incluyeron la determinación del peso específico real y aparente, siguiendo las pautas establecidas por la norma ASTM D 854-14. Además, se evaluó la porosidad conforme a la

norma ASTM C97, el contenido de humedad bajo la norma D2216-19, y la resistencia a la compresión simple según la norma ASTM C39.

Fase de oficina. Esta fase se enfocó en la construcción de los mapas de ubicación y geológico. Además, se realizó la interpretación de la información recopilada tanto en campo como en laboratorio, para seleccionar y diseñar el sistema de explotación, incluyendo sus labores principales: galerías, chimeneas y buzones. A partir de ello, se dimensionaron sus secciones y se elaboraron las mallas de perforación y voladura correspondientes.

Figura 20. Diagrama de flujo de la metodología del proyecto de investigación



5.3.1. Metodología para el primer objetivo.

“Determinar las características técnico mineras del cuerpo mineralizado en el área minera”

5.3.1.1.Descripción de las actividades desarrolladas en mina: Se realizó un recorrido dentro de la mina, con el fin de caracterizar las actividades y las herramientas utilizados por los trabajadores en una jornada de trabajo. Se usó una ficha de descripción, la cual se encuentra en el anexo 20, en donde se describe cada actividad desarrollada en cada frente de trabajo de la mina Piedras verdes.

5.3.1.2.Determinación de las Propiedades Físico-Mecánicas de Roca y Mineral. Para cumplir con este propósito nos hemos guiado conforme a los protocolos definidos por normas ASTM mencionadas anteriormente, para cuyo efecto y previa autorización correspondiente se ha hecho uso del laboratorio de mecánica de rocas y materiales de la Facultad de la Energía, las Industrias y los Recursos Naturales no Renovables de la Universidad Nacional de Loja, en donde se llevaron a cabo los siguientes ensayos, tomando tres muestras por cada tipo de roca y 4 muestras para el mineral:

Propiedades Físicas.

- **Peso Específico Aparente.** Para determinar esta propiedad se realizó el siguiente proceso:
 1. Se escogen fragmentos de muestra de mano de roca y mineral y se procede a pesarlos y sumergirlos en un vaso de precipitación con agua destilada por 24 horas.
 2. Al concluir este tiempo se toma la muestra, se la seca con un paño y se procede a pesar cada fragmento de roca y mineral, obteniendo así un peso saturado.
 3. El peso sumergido se determinó suspendiendo las muestras, con un hilo a la balanza analítica sobre un recipiente lleno de agua destilada una vez concluido este proceso determina esta propiedad con la siguiente ecuación.

$$Pa = \frac{W_{seco}}{W_{saturado} - W_{sumergido}} * p_w$$

Donde: W_{seco} = Peso seco

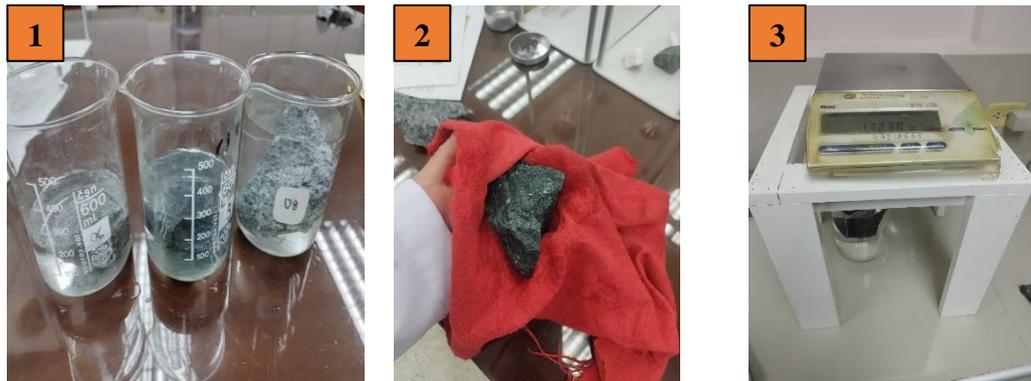
$W_{\text{saturado}} = \text{Peso saturado}$

$W_{\text{sumergido}} = \text{Peso sumergido}$

$P_w = \text{Peso específico del agua}$; se consideró la temperatura ambiente de 18° C equivalente a 0.9986 gr/cm

El proceso realizado se ilustra en la figura 21.

Figura 21. Procedimiento para determinar el Peso específico aparente



- **Peso Específico Real.** La determinación se realiza con los siguientes pasos:
 1. Las muestras sumergidas en agua destilada, son colocadas en el horno a 105 °C por 12 horas.
 2. Una vez que se encuentren secas en el horno, se las deja enfriar, para posteriormente triturarlas a una finura de 75 μm
 3. Con ayuda del tamiz # 200 (75 μm), se tamiza todas las muestras trituradas hasta alcanzar 50 g de cada una.
 4. Se pesa el picnómetro vacío y, a continuación, se llena con agua destilada para registrar su peso lleno de agua. Luego, se llena el picnómetro con el material triturado utilizando un embudo; se eliminan las burbujas de aire con movimientos circulares. Finalmente, se procede a pesar el picnómetro con el material (ver figura 22).

Figura 22. Procedimiento para determinar el Peso específico



Al culminar con el proceso descrito, el peso específico real se determina con la siguiente ecuación:

$$Pr = \frac{W_{pulverizada}}{W_2 + W_{pulverizada} - W_1} * p_w$$

Donde:

W_2 = Peso del picnómetro + agua [gr/cm³]

W_1 = Peso del picnómetro + agua + muestra pulverizada [gr/cm³]

p_w = Peso de muestra pulverizada

- **Porosidad.** Considerando las pruebas previas de peso específico aparente y real, se calcula el nivel de porosidad de las muestras.

$$n = \left(1 - \frac{pa}{pr}\right) * 100$$

Donde:

Pa = Es el peso aparente [gr/cm³]

pr = Es el peso real [gr/cm³]

- **Contenido de Humedad.** Considerando las pruebas previas de peso específico aparente y real, se calcula el contenido de humedad de las muestras.

$$C.H. = \frac{W - W_{seco}}{W_{seco}} * 100$$

Donde:

W_{seco} = Peso seco

Propiedades Mecánicas

- **Resistencia a la Compresión simple por medio de prensa hidráulica:** Se efectuó a través del ensayo de compresión (ver figura 23), con la prensa hidráulica, en donde se aplicó una fuerza en un tiempo promedio sobre una muestra de forma cubica con dimensiones de 5 cm por arista, en total (5*5*5)cm. Se calcula mediante la siguiente expresión:

$$\sigma_c = \frac{Ft}{A}; (MP)a$$

Donde:

Ft = Fuerza de tracción aplicada

A = Área o sección de la probeta

Figura 23. *Ensayo de compresión en prensa hidráulica*



- **Resistencia a la Compresión con uso de esclerómetro:** *In situ*, se determinó la resistencia a la compresión(ver figura 24), con el uso del esclerómetro cuyo procedimiento se describe a continuación:
 - a. La preparación de la superficie se realiza limpiando la misma, luego se realiza el trazado de una malla para poder tomar 10 datos por superficie.
 - b. El posicionamiento del esclerómetro se dio asegurando que esté perpendicular a la superficie de ensayo.
 - c. Posteriormente se deja caer el martillo del esclerómetro desde una altura constante. Se registró la lectura del rebote, para determinar la resistencia a la compresión. Para ello, se utiliza el gráfico de Miller (1942) y las siguientes expresiones:

Deere & Miller, (1966)

$$\sigma_c = 0.00088 * \gamma * R + 1.01$$

$$10^{\sigma_c} = 10^{(0.00088 * \gamma * R + 1.01)}$$

$$\sigma_c = 10^{(0.00088 * \gamma * R + 1.01)}$$

Donde:

R = Índice de rebote en posición vertical

σ_c = Esfuerzo a la compresión simple de la superficie (MN/m²)
 γ = densidad seca de la roca (KN/m³)

Figura 24. Medición del Número de golpes con esclerómetro



- **Coefficiente de fortaleza.** La fortaleza se obtuvo a partir del ensayo de resistencia a la compresión uniaxial, realizado en la prensa hidráulica. Posteriormente se calcula con la siguiente expresión.

$$f = \frac{RC}{10}$$

Donde:

Rc = Limite de resistencia a la compresión uniaxial (Mpa)

5.3.1.3. Caracterización Geomecánica del Macizo Rocos. Para cumplir con este propósito, se realizó mapeo geomecánico del macizo rocoso en el área de estudio; y, que prevé corroborar la información proporcionada por la empresa, esta caracterización se realizó a través de dos metodologías para obtener un mejor resultado.

- ❖ **RMR de Bieniawski (1989)**, en donde se tomó en cuenta el número de juntas, RQD, separación, longitud, apertura, rugosidad, meteorización, filtración y relleno de las discontinuidades, así mismo se corrigió, en base a la dirección de la galería con la dirección de las discontinuidades

El índice RQD se lo determino a través del conteo volumétrico de juntas, con la expresión de Palmstrom (1975)

$$RQD = 115 - 3.3(Jv)$$

Donde:

J_v = Número de discontinuidades por m^3

❖ **Q de Barton.** El índice Q se tomó en base a los seis parámetros que considera la clasificación en la cual toma en cuenta el tamaño de los bloques, la resistencia a corte entre cada bloque y la influencia del estado tensional, se siguió el siguiente proceso

1. **Recopilación de Datos.** Se recolecto datos geológicos y geotécnicos del macizo rocoso en la zona de estudio. Esto incluyendo información sobre la resistencia de la roca, la orientación y densidad de las fracturas, la presencia de agua.
2. **Cálculo de Q de Barton.** Se calculo el índice Q de Barton a partir de la siguiente expresión.

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

Donde:

RQD: Índice de calidad de Roca

J_n : Índice de rugosidad de discontinuidades o juntas

J_a : índice de alteración de las discontinuidades

J_r : Índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas

J_w : Factor de reducción por la presencia de agua

SRF: Estado tensional del macizo rocoso

5.3.1.4. Características hidrológicas. Esta característica se determinó en base al caudal medido producto de la perforación y se lo desarrollo con el siguiente procedimiento:

1. Se tomo un recipiente de 1 litro de volumen, teniendo en cuenta esto para evitar posibles obstrucciones que puedan variar la medición.
2. Colocar el recipiente de manera que pueda recoger el agua cuyo caudal se desea medir
3. Abrir la fuente de líquido y al mismo tiempo, iniciar el cronometro para comenzar a medir el tiempo de llenado.
4. Registrar el tiempo de llenado del recipiente y detener el cronometro cuando este recipiente este lleno.
5. Calcular el caudal de agua con la siguiente expresión.

$$\text{Caudal}(Q) = \frac{\text{volumen}}{\text{Tiempo}}$$

5.3.2. Metodología para el segundo objetivo.

“Categorizar los recursos minerales, de acuerdo con el desarrollo de proyectos mineros a pequeña escala”

La caracterización de los recursos minerales se realizó, a partir de la información del sondeaje que la empresa minera proporciono como información secundaria fidedigna, estos datos sirvieron para determinar la cantidad de recursos minerales presentes en el cuerpo mineral.

5.3.2.1.Cálculo de Ley Media. En base a la información de las leyes minerales encontradas en la perforación diamantina DFI-005, cuya ubicación se encuentra en el anexo 5 como plano de estructuras mineralizadas y sondeaje.

Se calculó la ley media, a partir de la siguiente expresión:

$$\mu = \frac{\sum_{i=1}^n B_i}{n}$$

Dónde:

μ = Ley promedio del bloque

B = Ley de mineral.

n = Número de muestras

5.3.2.2.Determinación ley equivalentes. Para determinar la ley equivalente, se tuvo en cuenta el precio promedio de venta del oro, la plata y el cobre, así como también las equivalencias matemáticas entre las unidades de peso.

La ley equivalente se determinó con la siguiente ecuación:

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

5.3.2.3.Cálculo del recurso mineral. La estimación de los recursos minerales se realizó utilizando el método de bloques de explotación, ya que este se ajusta mejor a los datos obtenidos previamente y es más adecuado para la génesis de la estructura de tipo Vetiforme.

Este método tomo en consideración varios aspectos, tales como:

- Longitud del bloque (L)
- Altura del bloque (h)
- Área en m², (A)
- Espesor o potencia promedio en m, (P)
- Angulo de buzamiento de la veta (α)
- Contenido medio o ley media de los componentes metálicos en gr/ton, (Cm)
- Determinación del peso volumétrico en Ton/m³, (γ)

El área del bloque se calcula mediante la siguiente expresión:

$$A' = L * h$$

Donde

Longitud del bloque en m (L)

Altura del bloque en m (h)

Para la determinación del área real del cuerpo mineral se tomó en cuenta el ángulo de buzamiento de la veta.

$$A = \frac{A'}{\sin(\alpha)}$$

Donde

Angulo de buzamiento de la veta (α)

El volumen del yacimiento, se lo calculo con la siguiente formula:

$$V = A * P$$

Dónde:

Área de la veta en m² (A)

Espesor medio de la veta en m (P)

Los recursos minerales en gramos de componente mineral se obtuvieron de la siguiente formula:

$$R = A * P * \gamma * Cm$$

Dónde

Peso volumétrico en Ton/m³, (γ)

Ley media en g/Tn (Cm)

5.3.3. Metodología para el tercer objetivo.

“Diseñar el sistema de explotación subterráneo, sobre el análisis comparativo entre la metodología de Nicholas y el análisis multicriterio”

5.3.3.1. Selección de sistemas de explotación mediante la metodología de Nicholas.

Con base en los resultados de los datos geológicos, geotécnicos y geomecánicos, se realizó una calificación de cada parámetro establecido por la metodología de Nicholas, (1981). Se evaluaron parámetros de acuerdo al tipo de yacimiento, condiciones geotécnicas del mineral, pared colgante y yacente del macizo rocoso. Al concluir, se procedió a jerarquizar los sistemas de explotación que se adaptan a la veta Ricota. Se evaluó mediante las siguientes tablas:

Tipo de Yacimiento

Tabla 7. Valoración de forma y potencia del yacimiento

Yacimiento	Forma general del yacimiento			Potencia del yacimiento				
	Método explotación	Masiva	Tabular/platy	Irregular	Baja	Intermedia	Alta	Muy alta
Rajo abierto		3	2	3	2	3	4	4
Block Caving		4	2	0	-49	0	2	4
Sublevel Stopping		2	2	1	1	2	4	3
Sublevel Caving		3	4	1	-49	0	4	3
Longwall mining		-49	4	-49	4	0	-49	-49
Room and Pillar		0	4	2	4	2	-49	-49
Shrinkage Stopping		2	2	1	1	1	2	4
Cut and Fill Stopping		0	4	2	4	4	0	0
Top Slicing		3	3	0	-49	0	3	4
Square Set		0	2	4	4	4	4	1

Nota. Tomado de Nicholas (1981)

Tabla 8. Ponderación de orientación y distribución de leyes del yacimiento

Yacimiento	Orientación			Distribución de las leyes			
	Método explotación	Horizontal	Intermedia	Vertical	Uniforme	Gradacional	Errático
Rajo abierto		3	3	4	3	3	3
Block Caving		3	2	4	4	2	0
Sublevel Stopping		2	1	4	3	3	1
Sublevel Caving		1	1	4	4	2	0
Longwall mining		4	0	-49	4	2	0
Room and Pillar		4	1	0	3	3	3

Shrinkage Stopping	2	1	4	3	2	1
Cut and Fill Stopping	0	3	4	3	3	3
Top Slicing	4	1	2	4	2	0
Square Set	2	3	3	3	3	3

Nota. Tomado de Nicholas (1981)

Condiciones Geotécnicas del Mineral

Tabla 9. Valoración de las condiciones geotécnicas del mineral

Condiciones Mineral Método de Explotación	Competencia roca intacta		
	Baja	Media	Alta
Rajo Abierto	3	4	4
Block Caving	4	1	1
Sublevel Stopping	-49	3	4
Sublevel Caving	0	3	3
Longwall mining	4	1	0
Room and pillar	0	3	4
Shrinkage Stopping	1	3	4
Cut and fill Stopping	3	2	2
Top Slicing	2	3	3
Square Set	4	1	1

Nota. Tomado de Nicholas (1981)

Condiciones Geotécnicas del Mineral (estructuras)

Tabla 10. Evaluación de las condiciones geotécnicas de las estructuras

Condiciones Mineral Método de Explotación	Espaciamiento Estructuras				Resistencia Estructuras		
	Muy cercanas	Poco espacio	Espaciadas	Muy espaciadas	Baja	Mediana	Alta
Rajo Abierto	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	4	3	0	4	3	0
Sublevel Stopping	0	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	0	2	4	4	0	2	2
Longwall mining	4	4	0	0	4	3	0
Room and pillar	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage Stopping	0	1	3	4	0	2	4
Cut and fill Stopping	3	3	2	2	3	3	2
Top Slicing	1	1	2	4	1	2	4
Square Set	4	4	2	1	4	3	2

Nota. Tomado de Nicholas (1981)

Condiciones Geotécnicas de la Pared Colgante

Tabla 11. Valoración de las condiciones geotécnicas de la roca de pared colgante

Condiciones Mineral	Competencia roca intacta			Espaciamiento fracturas				Resistencia estructuras		
	Método de Explotación	Baja	Mediana	Alta	Muy cercano	Poco espaciado	Espaciado	Muy espaciado	Baja	Mediana
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 mining	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Room and pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage Stopping	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Cut and fill Stopping	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Top Slicing	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0
Square Set	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

Nota. Tomado de Nicholas (1981)

Condiciones Geotécnicas de la Pared Pendiente

Tabla 12. Valoración de las condiciones geotécnicas de la roca de pared colgante

Condiciones Mineral	Competencia roca intacta			Espaciamiento fracturas				Resistencia estructuras		
	Método de Explotación	Baja	Media	Alta	Muy cercana	Poco espaciado	Espaciado	Muy espaciado	Baja	Media
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 mining	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Room and pillar	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Shrinkage Stopping	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Cut and fill Stopping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Top Slicing	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3
Square Set	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

Nota. Tomado de Nicholas (1981)

5.3.3.2. Análisis multicriterio de los sistemas de explotación. Para descartar entre los sistemas de explotación que obtuvieron una mayor puntuación en la metodología de Nicholas, (1981) se realizó un análisis más detallado de éstos. Las características encontradas que no hacen viable la aplicación del sistema cut and Fill Stopping, Room and Pillar, Square Set y Shrinkage Stopping. Las características evaluadas se encuentran en la tabla 13.

Tabla 13. Análisis multicriterio de los sistemas de explotación

Cut and Fill Stopping (Corte y relleno)	
Restricciones Técnicas	<ul style="list-style-type: none"> ● Baja dilución menor a 2% ● Alta recuperación mayor a 90% ● Productividad de 200 a 4500 tpd. ● Ocupa rellenos: hidráulicas colas de relave, material estéril, ambos más cementos, etc ● Se realiza por subniveles de manera ascendente
Restricciones Geológicas	<ul style="list-style-type: none"> ● Método altamente selectivo, por lo tanto, permite explotar cuerpos de baja regularidad y continuidad espacial. ● La roca de caja es generalmente de baja competencia y la roca mineral de baja a media .
Restricciones Económicas	Costo de producción <ul style="list-style-type: none"> ● Bajo costo: USD40 - USD80 USD/tonelada (yacimientos favorables, pequeña escala) ● Costo medio: USD80 - USD120 USD/tonelada (yacimientos promedio, escala media) ● Alto costo: USD120 - USD150 USD/tonelada (yacimientos complejos, gran escala)
Room and Pillar (Cámaras y pilares)	
Restricciones Técnicas	<ul style="list-style-type: none"> ● Baja dilución menor a 5% ● Recuperación baja menor a 75% ● Se dejan pilares para mantener el techo y las paredes estables ● La calidad de la roca de caja y mineral deben ser competentes
Restricciones Geológicas	<ul style="list-style-type: none"> ● Cuerpos mineralizados con potencias mayores a 10m y menores a 30m se explotan por sub-niveles desde el techo al piso ● Aplicable también a cuerpos mineralizados mantiformes y de baja potencia
Restricciones Económicas	Sus costos de operación se dan:

	<ul style="list-style-type: none"> ● Bajo costo: USD5 - USD10 USD/tonelada (yacimientos favorables, pequeña escala) ● Costo medio: USD10 - USD20 USD/tonelada (yacimientos promedio, escala media) ● Alto costo: USD20 - USD30 USD/tonelada (yacimientos complejos, gran escala)
Square Set (Cuadros de madera)	
Restricciones Técnicas	<ul style="list-style-type: none"> ● Su profundidad debe ser limitada por la capacidad de la madera para soportar la carga ● Presenta dificultad para ventilar el yacimiento ● Dificultad para ventilar el yacimiento ● Utilización de grandes cantidades de madera
Restricciones Geológicas	<ul style="list-style-type: none"> ● Viable en vetas estrechas y empinadas, minerales metálicos de alta ley ● Se emplea cuando el mineral y la roca encajante no es firme. Factible en espesores de mineral que se encuentren entre 3 a 3.5 m
Restricciones Económicas	<ul style="list-style-type: none"> ● Incluye una gran cantidad de costos de madera, mano de obra y equipos <p>Sus costos de operación se dan:</p> <ul style="list-style-type: none"> ● Bajo costo: USD10 - USD15 USD/tonelada (yacimientos favorables, pequeña escala) ● Costo medio: USD15 - USD25 USD/tonelada (yacimientos promedio, escala media) ● Alto costo: USD25 - USD35 USD/tonelada (yacimientos complejos, gran escala)
Shrinkage Stopping (Cámaras almacén)	
Restricciones Técnicas	<ul style="list-style-type: none"> ● Se remueve solamente el esponjamiento (~40% del volumen) de la roca tronada. El resto se mantiene almacenado para mantener las paredes estables y proveer de piso al sistema de perforación. ● Productividad menor a 4500 tpd. ● Alta dilución 30%. ● Mediana recuperación 85%. ● Sin soporte o hundimiento: natural e inducido (alta incertidumbre).
Restricciones Geológicas	<ul style="list-style-type: none"> ● Vetas angostas (potencia menor a 10m)

	<ul style="list-style-type: none"> ● La roca de caja es de baja competencia (4B) y la mineral de mediana a alta (3B).
Restricciones Económicas	<p>Sus costos de operación se dan:</p> <ul style="list-style-type: none"> ● Bajo costo: USD5 - USD10 USD/tonelada (yacimientos favorables, pequeña escala) ● Costo medio: USD10 - USD20 USD/tonelada (yacimientos promedio, escala media) ● Alto costo: USD20 - USD30 USD/tonelada (yacimientos complejos, gran escala)

Nota. Información adaptada de BSG Institute (2015)

5.3.3.3.Preparación para desarrollo del sistema de explotación elegido. Se dividió a la veta en 3 cámaras de explotación, además se realizó la planificación de las franjas de explotación y como se dará el arranque para la explotación.

5.3.3.4.Franqueo de chimenea. El diseño de la forma y dimensión de las chimeneas, se realizó considerando la fortaleza y densidad de la roca y mineral, así como el uso y tiempo de servicio previsto. Las ecuaciones utilizadas se detallan a continuación:

Ancho de chimenea.

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

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

B_{BT} = Ancho del buzón de trasiego.

D_{MV} = tamaño de paso de personal

Ac = Ancho del canalón.

Dp = Diámetro de los puntales.

Npb = Número de paredes del buzón.

AT = Ancho de los tablonos.

Largo de chimenea

El largo de la chimenea se tomó de $H = 1,50$ m, debido a que esta dimensión es la altura necesaria para el paso del personal

Las ecuaciones utilizadas en las mallas de perforación y voladura se encuentran en el anexo 22.

5.3.3.5. Franqueo de buzones de trasiego. Los buzones de trasiego se diseñaron para evitar inconvenientes de atascamiento de material. Se diseñaron a lo largo de toda la franja de seguridad, que tiene un espesor de 2 metros, sobre la galería de transporte.

5.3.3.6. Franqueo de galería. Se diseñó la galería de corte siguiendo el rumbo de la veta. Sus dimensiones se determinaron en función de la maquinaria y el uso que se le dará. El diagrama de perforación y voladura se elaboró siguiendo la metodología propuesta por López et al. (2003, cap. 22) y Holmberg, (1975), considerando la maquinaria, equipos e insumos disponibles en la mina. Adicionalmente, se propusieron nuevos tipos de maquinaria e insumos.

Ancho de galería (B_0).

$$B_0 = m + KA + p + n$$

Dónde:

m: distancia entre pared y los medios de transporte,

K: número de vías

A: ancho mayor del medio de transporte a utilizar

n: espacio de seguridad para el paso del personal

p: espacio entre medios de transporte si es más de una línea.

Alto de la galería.

Para la altura de la galería (h_l) se obtiene la siguiente ecuación:

$$h_l = \frac{B_0}{2} + 1.3$$

Altura de la bóveda (h_o)

$$h_o = \frac{B_0}{4}$$

Radio

Radio mayor (R)

$$R = 0.693 * B_0$$

Radio de esquina (r)

$$r = 0.269 * B_o$$

Sección útil (S_1)

Sección útil ancho:

$$S_1 = B_o * (hl + 0.26 * B_o)$$

Sección útil alto:

$$S_2 = 2 hl + 2.33B_o$$

Las ecuaciones utilizadas en las mallas de perforación y voladura se encuentran en el anexo 22.

5.3.3.7. Ventilación. El sistema de ventilación se diseñó en función de la cantidad de explosivos, gases y trabajadores presentes en el lugar. La formulas utilizadas se muestran a continuación.

Caudal de aire respecto al gasto de sustancia explosiva

$$Q_{SE} = \frac{A * B * \frac{100}{c} * \frac{k}{t}}{60}$$

Donde:

A = Cantidad de sustancia explosiva detonada simultáneamente

B = Cantidad convencional de gas carbónico, que se desprende en la voladura por 1 kg de Sustancia Explosiva

c = Grado de la dilución de los productos de voladura

t = Tiempo de ventilación posterior a la voladura

K = Coeficiente reserva de aire

Caudal de aire en base al número de personas

$$Q_m = \frac{q * n * k}{60}$$

Donde:

q = cantidad de aire por persona

n = cantidad total de personas al mismo tiempo

K: Coeficiente de reserva de aire

Caudal de aire por la velocidad mínima

$$Q = V * S_{franq} n q$$

Dónde:

V = Velocidad mínima de aire

S_{franq} = Sección de franqueo

Caudal de aire según las fugas.

$$Q_{FU} = 0.15 * QT$$

Caudal total de aire necesario incluyendo fugas.

$$Q_{Tf} = (QT + Q_{FU}) \frac{m^3}{min}$$

5.3.3.8. Alumbrado. Se realizó el diseño de la iluminación para la galería de transporte por el método de lúmenes, para lo cual se realizó el cálculo de los siguientes parámetros.

Cálculo de lux para una bombilla

$$E = \frac{\phi}{S}$$

Donde:

ϕ = Lumens de bombilla

S = área de superficie iluminar

Altura entre luminarias y techo de galería

$$d' = d - h$$

Donde:

d = altura del plano de trabajo del techo

h = Altura entre el plano de trabajo y el plano de luminarias

Índice del local

$$K = \frac{3 * a * b}{2 * h * (a + b)}$$

Donde:

a = Ancho promedio de galería

b = longitud de alumbrado de galería

h = Altura entre el plano de trabajo y el plano de luminarias

Coefficientes de reflexión

En base a la tabla 14 se tomaron los factores de reflexión:

Tabla 14. Factores de reflexión para iluminación

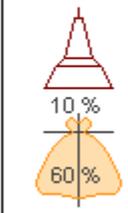
	Color	Factor de reflexión
Techo	Blanco o muy claro	0.7
	Claro	0.5
	Medio	0.3
Paredes	Claro	0.5
	Medio	0.3
	Obscuro	0.1
Piso	Claro	0.3
	Obscuro	0.1

Nota. Tomado de Norma Europea UNE-EN 12464-1 (2003)

Factor de utilización

El factor de utilización en función de techo, y paredes se tomaron en base a la figura 25.

Figura 25. Factor de utilización

Tipo de aparato de alumbrado	Índice del local k	Factor de utilización (%)												
		Factor de reflexión del techo												
		0.8			0.7			0.5			0.3			0
		Factor de reflexión de las paredes												
		0.5	0.3	0.1	0.5	0.3	0.1	0.5	0.3	0.1	0.3	0.1	0	
 10 % 60 %	0.6	.39	.35	.32	.38	.34	.32	.38	.34	.31	.33	.31	.30	
	0.8	.48	.43	.40	.47	.42	.40	.46	.42	.39	.41	.38	.37	
	1.0	.53	.49	.46	.52	.48	.45	.51	.47	.45	.46	.44	.41	
	1.25	.58	.54	.51	.57	.53	.50	.55	.51	.49	.50	.48	.45	
	1.5	.62	.58	.54	.61	.57	.54	.58	.55	.52	.53	.51	.48	
	2.0	.66	.62	.59	.64	.61	.58	.61	.59	.57	.56	.55	.52	
	2.5	.68	.65	.63	.67	.64	.62	.64	.61	.60	.59	.57	.54	
	3.0	.70	.67	.65	.69	.66	.64	.65	.63	.61	.60	.59	.56	
	$D_{max} = 1.0 H_m$	4.0	.72	.70	.68	.70	.69	.67	.67	.66	.64	.63	.61	.58
	f_m	.70 .75 .80	5.0	.73	.71	.70	.71	.70	.68	.68	.67	.66	.64	.63

H_m : altura luminaria-plano de trabajo

Nota: Tomado de Salazar López (2019)

Coefficiente de mantenimiento (Cm)

Para el coeficiente de mantenimiento se tomó en base a la tabla 15.

Tabla 15. Coeficiente de mantenimiento

Ambiente	Coefficiente de mantenimiento
Limpio	0.8
Sucio	0.6

Flujo luminoso total

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

Donde:

Em = Lumen por m^2 , deseado

S = Superficie iluminar

Cu = Coeficiente de utilización

Cm = Coeficiente de mantenimiento

Numero de luminaria

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

Donde:

ΦT : flujo luminoso total.

n = número de lámparas por luminaria.

ΦL : flujo luminoso de una lámpara:

Distancia de luminaria

$$Distancia = \frac{Distancia\ total}{N}$$

5.3.3.9. Drenaje. Para obtener el dimensionamiento de la cuneta de drenaje, se realiza la medición del caudal de agua mediante la siguiente expresión:

$$Q = \frac{V}{t} \left(\frac{Ltr}{Seg} \right)$$

V= Volumen

T= Tiempo

5.3.3.10. Fortificación. Para determinar la fortificación se guio en base a las clasificaciones geomecánicas realizadas RMR Bieniawski (1989) y el índice Q de Barton.

5.3.3.11. Análisis de Costos. Para el análisis de costos que llevara la implementación del sistema de explotación elegido en esta investigación, se recopilo los costos directos e indirectos.

- **Costos indirectos**

- Seguridad y salud
- Servicios generales
- Amortización y depreciación

- **Costos directos**

- Del pasaporte de perforación y voladura por metro lineal
- Insumos de soporte
- Costo de transporte & carga
- Costo de procesamiento
- Pagos por personal

6. Resultados

6.1. Resultados del primer objetivo: Características técnico mineras

6.1.1. Estado actual de la mina

El proyecto minero Piedras Verdes opera actualmente en cuatro frentes: Cortavetas principal y las vetas Ricota, Nicol y María José. Dado que es un proyecto con poco tiempo de funcionamiento, la actividad se lleva a cabo de manera Semi-industrial. El Equipo utilizado incluye perforadoras neumáticas, una locomotora a batería, vagones de volteo lateral, blower, pulmones de aire y un compresor eléctrico.

Este proyecto es de titularidad de INCA MINEIN S.A, opera bajo el régimen de pequeña minería , abarcando una superficie de 91 hectáreas de concesión. La boca de mina como se observa en la figura 26, está ubicada en las coordenadas UTM/PSAD 56: 651 852.60 en X & 9 603 727.09 en Y, a una altitud de 1372.69 metros sobre el nivel del mar

Figura 26. Boca mina del proyecto minero piedras verdes



6.1.1.1. Perforación y voladura. Para este proceso se utilizan perforadoras neumáticas del modelo YT27, con barrenos de 1.60 metros de longitud, aunque ocasionalmente se emplean barrenos de 1.80 metros. Estos barrenos se acoplan a coronas o brocas de botón de carburo de tungsteno de 36 mm de diámetro. Al finalizar la perforación, se procede a limpiar los barrenos perforados, con una manguera de aire comprimido de $\frac{3}{4}$ ". La perforación efectiva alcanza 1.52 metros de profundidad con un diámetro de perforación real de 5 cm.

Luego de perforar toda la sección, se procede a la carga de explosivos, como carga de fondo se utiliza EMULNOR 3000 y la carga de columna con nitrato de amonio, esta carga es

accionada por el fulminante común N° 8, conectada a una mecha lenta de 1.80 metros de longitud.

6.1.1.2.Ventilación. La ventilación se realiza a través de una tubería tipo tubo PVC de 150 mm de diámetro conectado a un blower, que aspira el aire viciado producto de la voladura (Ver figura 27), este blower funciona a base de energía eléctrica por un motor de 5 Hp. adicional a esto se distribuye aire comprimido a los frentes de trabajo por medio de una manguera 1 ½”.

La ventilación en mina inyecta un volumen de aire de 3000 m³/h a una presión de 3500 Pa y está conectada a una corriente de 220 voltios.

Figura 27. *Blower de ventilación*



6.1.1.3.Saneo y Desquinche. Para el saneo de los frentes de trabajo después de realizar una voladura, se utiliza una manguera de 1” conectada a una fuente de agua para eliminar gases remanentes generados por la voladura, además se lleva a cabo el desquinche de rocas con barretas de 1.80 m de longitud provocando la caída de rocas sueltas.

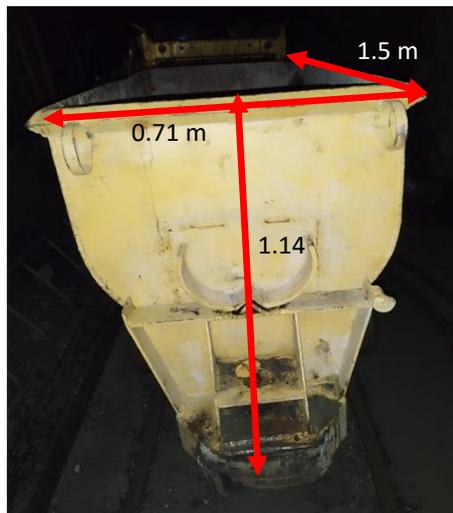
6.1.1.4.Carga y transporte. Para este proceso se utiliza una pala neumática con capacidad de cuchara 0.25 m³. La pala es accionada por aire comprimido y en su proceso deposita el material por volteo a los carros de mineros, mismos que son arrastrados por una locomotora del modelo CT Y5/6G, con una capacidad de carga de 16 toneladas(Ver figura 28)

Figura 28. *Locomotora eléctrica a batería CT Y5/6G*



Los carros mineros utilizados se muestran en la figura 29, tienen una capacidad de carga de 2 Tn y se emplea un total de 7 carros en cada viaje hacia la salida.

Figura 29. *Carros mineros utilizados en mina*



6.1.1.5.Drenaje. El agua dentro de la mina proveniente de los frentes de trabajo se evacua a través de una cuneta ubicada en el hastial izquierdo de la galería principal con dimensiones de 0.20 m de ancho por 0.20 m de profundidad, con un caudal promedio de 2.5 lt/seg, siendo este caudal variable según la estación, ya que depende si se encuentra en época de invierno o verano .

Al salir de la mina, el agua es receptada dentro de un tanque de sedimentación para posteriormente dirigirse hacia la quebrada Piedras Verdes.

6.1.2. Características generales del cuerpo mineral

La mineralización en el área de estudio se encuentra alojada entre rocas ígneas, que caracterizan andesitas y granodioritas, pertenecientes a la unidad geológica Portovelo (ver figura 30), el origen de la mineralización se da como el resultado de procesos: magmáticos, tectónicos e hidrotermales que han ocurrido a lo largo de los años.

Figura 30. Veta Ricota



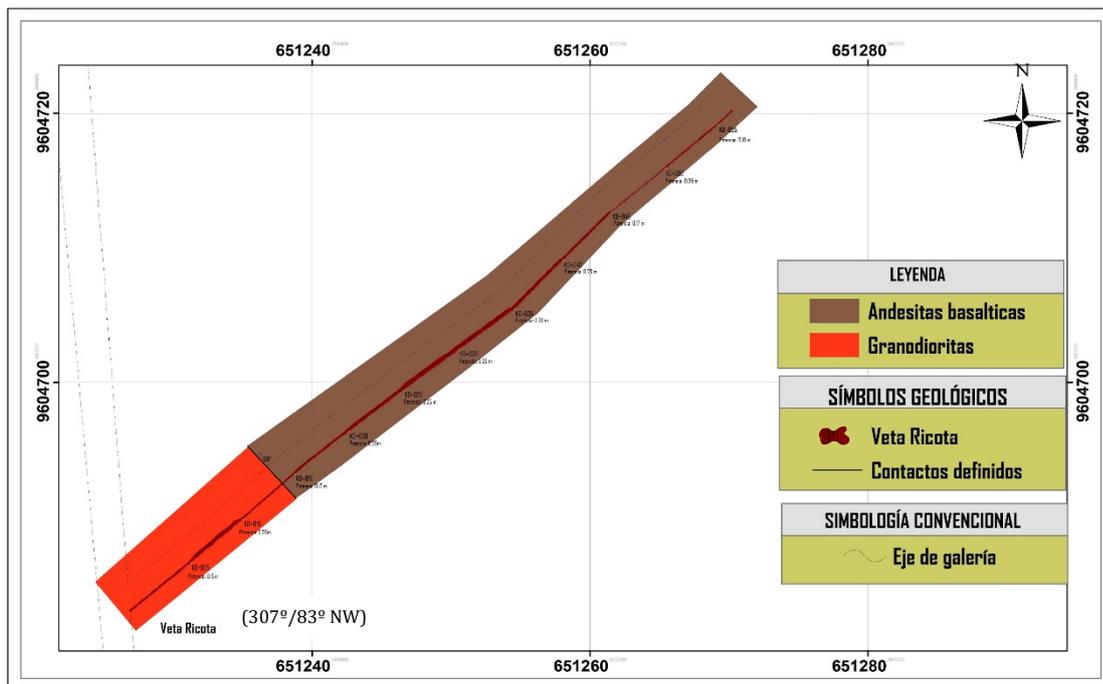
De acuerdo a PRODEMINCA (2000) “la formación de esta estructura está vinculada con la ascensión y circulación de fluidos hidrotermales durante eventos magmáticos, aprovechando las fracturas generadas por la actividad tectónica, a medida que estos fluidos ascendieron; ocurrió la precipitación de minerales en las grietas y fisuras, formando así el yacimiento de tipo hidrotermal”. Según Bonilla (2009) este yacimiento está asociado con depósitos pertenecientes al grupo de los sulfuros metálicos, los cuales están conformados por un anión de azufre en combinación de otros metales. La mineralización de la veta Ricota se compone en mayor proporción de plata (Ag), hierro (Fe), Oro (Au) y cobre (Cu).

La estructura mineralizada objeto de estudio refiere a un azimut de 037°, 307° de dirección de buzamiento y un buzamiento que varía entre 80° y 85° hacia el noroeste, posee una potencia variable de 0.05 metros a 0.35 metros (ver tabla 16 & figura 31).

Tabla 16. *Potencia del yacimiento mineral*

Estación	Punto (PK)	Potencia (m)
E1	KO+005	0.15
E2	KO+010	0.30
E3	KO+015	0.12
E4	KO+020	0.20
E5	KO+025	0.25
E6	KO+030	0.35
E7	KO+035	0.30
E8	KO+040	0.23
E9	KO+045	0.17
E10	KO+050	0.05
E11	KO+055	0.10

Figura 31. *Ubicación y elementos de la veta Ricota*



El plano de la veta Ricota se encuentra en el Anexo 6

6.1.3. *Propiedades Físico - Mecánicas de la mena mineralizada*

A lo largo del cruce de exploración de la veta Ricota, se tomó 4 muestra representativas de mena mineralizada, las cuales contribuyeron a determinar las propiedades físico – mecánicas de la mena conforme su desarrollo, como se especifica a continuación:

Propiedades Físicas de la Mena Mineralizada

- **Peso Específico Aparente:** La mena presenta un peso específico aparente promedio de 5.11 g/cm^3 , pudiendo evidenciar el valor más alto de 5.29 g/cm^3 en la muestra 4, mientras que el más bajo de 4.84 g/cm^3 se registra en la muestra 2. En la tabla 17 se muestra el resultado obtenido.

Tabla 17. Valores obtenidos del peso aparente de la mena

N°	Código	Peso de la muestra (g)	Peso seco (g)	Peso saturado (g)	Peso sumergido (g)	Peso aparente (g/cm^3)
1	M1	191.94	191.42	192.13	155.37	5.20
2	M2	164.38	164	164.57	130.75	4.84
3	M3	205.43	204.55	205.6	165.68	5.12
4	M4	240.33	240.28	240.6	195.26	5.29
Peso específico aparente promedio (g/cm^3)						5.11

- **Peso específico real.** El peso específico real o densidad promedio de la mena es de 4.95 g/cm^3 , su valor más alto oscila en 5.21 g/cm^3 , mientras que el más bajo es de 4.67 g/cm^3 . El resultado obtenido se puede apreciar en la tabla 18.

Tabla 18. Valores obtenidos del peso específico real de mena

N°	Código	Peso de la muestra (g)	Peso del picnómetro (g)	Peso del picnómetro + agua (g)	Peso con muestra (g)	Peso específico real (g/cm^3)
1	M1	50	47.45	147.15	187.17	5.00
2	M2	50	47.45	147.15	187.17	4.67
3	M3	50	47.48	147.16	186.46	4.93
4	M4	50	47.48	147.16	187.03	5.21
Peso específico real promedio (g/cm^3)						4.95

- **Porosidad.** La mena presenta una porosidad promedio de 3.26 % obtenida a partir del peso específico, en donde sus valores van desde 1.57% a 4% en su resultado más alto. La tabla 19 establece la información obtenida.

Tabla 19. Valor obtenido del porcentaje de porosidad de la mena

N°	Código	Peso específico aparente (g/cm^3)	Peso específico real (g/cm^3)	Porosidad (%)
1	M1	5.2	5	4
2	M1	4.84	4.67	3.64
3	M1	5.12	4.93	3.85
4	M4	5.29	5.21	1.54
Porosidad promedio (%)				3.26

- **Contenido de humedad.** El contenido de humedad de este mineral oscila entre el 0,02% y el 0,43%, por lo que el promedio es del 0,24%. Los valores obtenidos se muestran en la Tabla 20.

Tabla 20. Valores del Contenido de humedad de la mena

N°	Código	Peso de la muestra(g)	Peso seco (g)	Contenido de humedad (%)
1	M1	191.94	191.42	0.27
2	M2	164.38	164	0.23
3	M3	205.43	204.55	0.43
4	M4	240.33	240.28	0.02
Contenido de humedad promedio (%)				0.24

Propiedades Mecánicas de la mena mineralizada

- **Resistencia a la compresión simple.** La RSC se determinó utilizando una prensa hidráulica la marca CONTROLS modelo 50-C92P02 (ver tabla 21) en el laboratorio de mecánica de rocas y materiales de la carrera de minas. También se determinó directamente en el macizo rocoso *In situ* con el esclerómetro marca CONTROLS modelo 58-C0181/n (ver tabla 21). Los valores obtenidos se presentan en la tabla 21 y 22, donde se visualiza que la mena presenta una RSC que varía desde de 73.74 Mpa hasta 204 Mpa. La RSC promedio del mineral está en 125.87 Mpa

Tabla 21. Características de los instrumentos utilizados en la determinación de la Compresión simple

Prensa de compresión simple CONTROLS modelo 50-C92P0z		Esclerómetro estándar CONTROLS modelo 58-C0181/n	
Capacidad, medición de la carga	600 kN	Energía de impacto	2207 Nm.
Diámetro de los platos de compresión	165 mm	Rango de medición	10 a 70 N/mm ²
Voltaje	230 V	Peso	1.5kg
Frecuencia	60 Hz		

Nota. Tomado de CONTROLS GROUP (2019)

Tabla 22. Valores de RSC de la mena con prensa uniaxial

N°	Código	Esfuerzo (KN)	Área del cubo en (mm ²)	RSC (Mpa)
1	M1	199.4	2704	73.74

Tabla 23. Valores de RSC de la mena con esclerómetro

N.º	Código	Densidad (KN/m ³)	Promedio Rebotes	Factor de corrección ($\alpha=+90^\circ$)	Corrección inclinación de rebote	RCS Promedio (MPa)
1	M2	49.5	41.02	-6.6	34.4	152
2	M3	49.5	45.74	-6.6	39.14	204
RSC de la mena promedio						178

- **Coefficiente de fortaleza de la mena mineralizada.** La mena presenta un coeficiente de fortaleza de 7, cuyo valor se encuentra reflejado en la tabla 24.

Tabla 24. Coeficiente de fortaleza del mineral

Nº	Código	RSC (Mpa)	<i>f</i>
1	M1	73.74	7

6.1.4. Propiedades Físico -Mecánicas de la Roca de caja.

Para determinar las propiedades físico-mecánicas, se identificó los diferentes tipos de rocas concordantes al cuerpo mineral. Se reconocieron dos tipos de rocas como se establece en la tabla 25.

Tabla 25. Ubicación y tipo de roca de las muestras de roca encajante

Muestra	Estación	Punto (PK)	Tipo de roca
1	E1	KO+005- KO+015	Granodiorita
2	E2	KO+015 a KO+055	Andesita Basáltica

Propiedades Físicas de la roca

- **Peso Específico Aparente.** El peso específico aparente o volumétrico promedio de las rocas analizadas es de 2.70 g/cm³ para las granodioritas y de 2.90 g/cm³ para las andesitas basálticas. Los resultados obtenidos se presentan en la tabla 26.

Tabla 26. Valores obtenidos del peso específico de la roca encajante

Nº	Código	Peso de la muestra (g)	Peso seco (g)	Peso saturado (g)	Peso sumergido (g)	Peso aparente (g/cm ³)
1	G1	285.42	285.03	285.64	180.62	2.71
2	G2	211.31	210.72	211.61	133.52	2.69
3	G3	207.88	207.61	208.11	131.72	2.71
Peso específico aparente promedio de granodiorita (g/cm³)						2.70

N°	Código	Peso de la muestra (g)	Peso seco (g)	Peso saturado (g)	Peso sumergido (g)	Peso aparente (g/cm ³)
1	A1	201.49	201.29	201.50	132.38	2.91
2	A2	246.25	245.88	246.43	162.31	2.92
3	A3	192.82	192.5	192.98	126.11	2.87
Peso específico aparente promedio de Andesita basáltica (g/cm³)						2.90

- **Peso Específico Real.** El peso específico real o densidad establece que las rocas analizadas tienen una densidad promedio de 2.74 g/cm³. Esta densidad está afectada por la presencia de sulfuros metálicos. Los valores obtenidos están representados en la tabla 27.

Tabla 27. Valores obtenidos del peso específico real de la roca

N°	Sección	Peso de la muestra (g)	Peso del picnómetro (g)	Peso del picnómetro + agua (g)	Peso con muestra (g)	Peso específico real (g/cm ³)
1	G1	50.00	47.45	147.15	178.92	2.74
2	G2	50.00	47.48	147.16	178.97	2.74
3	G3	50.00	47.48	147.16	178.95	2.74
Peso específico real promedio de granodiorita (g/cm³)						2.74
1	A1	49.83	47.45	147.15	179.99	2.93
2	A2	50.00	47.45	147.15	178.90	2.74
3	A3	50.00	47.45	147.15	177.56	2.55
Peso específico real promedio de Andesita basáltica (g/cm³)						2.74

- **Porosidad.** El porcentaje de porosidad oscila entre en 1.09% a 1.82%, en la granodiorita mientras que en la andesita basáltica el rango va desde 0.69% a 0.75%. La tabla 28 muestra los resultados.

Tabla 28. Valores obtenidos del porcentaje de porosidad de la roca encajante

N°	Sección	Peso específico aparente (g/cm ³)	Peso específico real (g/cm ³)	Porosidad (%)
1	G1	2.71	2.74	1.09
2	G2	2.69	2.74	1.82
3	G3	2.71	2.74	1.09
Porosidad promedio de granodiorita (%)				1.34
1	A1	2.91	2.93	0.75
2	A2	2.92	2.74	0.75
3	A3	2.87	2.55	0.69
Porosidad promedio de Andesita basáltica (%)				0.73

- **Contenido de Humedad.** La roca presenta un contenido de humedad promedio de 0.18% para la granodiorita y 0.14 % para andesitas basálticas. Los valores obtenidos se representan en la tabla 29.

Tabla 29. *Contenido de humedad de la roca encajante*

N°	Sección	Peso muestra(g)	Peso seco (g)	Cont. de humedad (%)
1	G1	285.42	285.03	0.14
2	G2	211.31	210.72	0.28
3	G3	207.88	207.61	0.13
Contenido de humedad promedio de granodiorita				0.18
1	A1	201.49	201.29	0.10
2	A2	246.25	245.88	0.15
3	A3	192.82	192.5	0.17
Contenido de humedad promedio de Andesita basáltica				0.14

Propiedades Mecánicas de la Roca de caja

Resistencia a la Compresión Simple. Se tomaron dos muestras por cada tipo de roca para el ensayo en la prensa hidráulica de compresión, mientras que el uso del esclerómetro se llevó a cabo en el macizo rocoso. Los valores obtenidos están reflejados en la tabla 30 y 31, de lo cual se puede visualizar que la RSC de la roca va desde 87.83 a 220 Mpa. El valor promedio de la RSC de la granodiorita es de 181.82 Mpa y de la andesita basáltica es de 162.97. Se estableció que la roca encajante tiene una RSC total promedio de 172.39 Mpa.

Tabla 30. *Valores de RSC de la roca encajante a través de prensa uniaxial*

N°	Código	Esfuerzo (KN)	Área del cubo en (mm ²)	RSC (Mpa)
1	G1	480.8	2704	177.81
2	G2	430.8	2756	156.31
RSC promedio de granodiorita				167.06
3	A1	330	2704	122.04
4	A2	237.5	2704	87.83
RSC promedio de Andesita basáltica				104.94

Tabla 31. *Valores de RSC de la roca con esclerómetro*

N.º	Sección	Densidad (g/cm ³)	Promedio rebotes	RCS (MPA)
1	G3	2.74	59	200
2	G4	2.74	56	190
3	G5	2.74	54	185
RSC promedio de granodiorita				191.67
1	A3	2.93	60	220
2	A4	2.93	54	210
3	A5	2.93	54	175
RSC promedio de Andesita basáltica				201.67

- **Coefficiente de fortaleza de las rocas.** Las rocas presentan un coeficiente de fortaleza promedio de 17 para granodiorita y de 10 para la andesita basáltica, cuyos valores se encuentran reflejados en la tabla 32.

Tabla 32. *Coefficientes de fortaleza de las rocas*

Nº	Código	RSC Mpa	<i>f</i>
1	G1	177.81	18
2	G2	156.31	16
RSC promedio de granodiorita			17
3	A1	122.04	12
4	A2	87.83	9
RSC promedio de Andesita basáltica			10

6.1.5. Caracterización geomecánica del macizo rocoso

La caracterización geomecánica del macizo rocoso se la dio a través del RMR de Bieniawski (1989) y el índice Q de Barton.

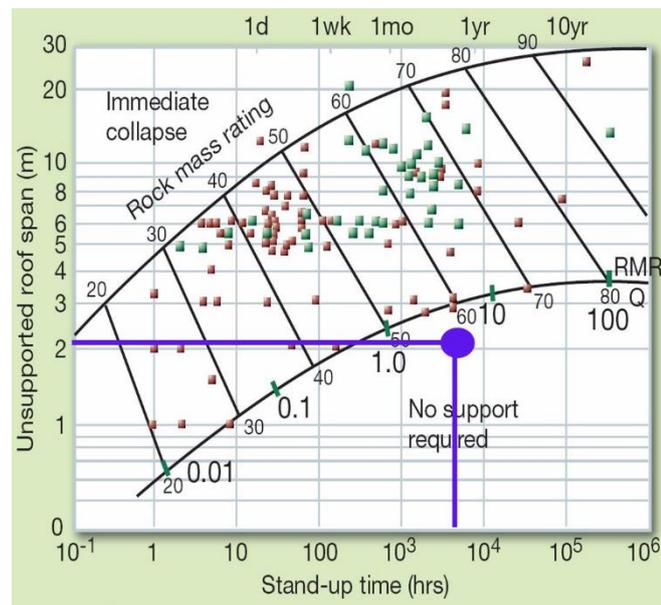
6.1.5.1.RMR de Bieniawski. En el análisis geomecánico según Bieniawski, se realizó una subdivisión del avance de la galería en tramos de 5 metros de distancia. Durante este proceso, se identificaron únicamente dos clases de macizo rocoso, correspondiente a las categorías de clase media y buena. Esta observación se atribuye a que el macizo rocoso exhibe una baja cantidad de fracturas, condiciones favorables en cuanto al estado de las discontinuidades y una escasa presencia de agua. No obstante, se destacó una condición muy desfavorable relacionada con la orientación de las discontinuidades, lo cual llevó a asignar una penalización de -12 (ver tabla 33)

Tabla 33. Valor obtenido del RMR

Estación	Punto (PK)	Tipo de roca	RMR	Factor de ajuste	RMR ajustado	Calidad de roca	clase
E1	KO+005	Granodiorita	73	12	61	Buena	II
E2	KO+010	Granodiorita	72	12	60	Media	III
E3	KO+015	Granodiorita	73	12	61	Buena	II
E4	KO+020	Andesita basáltica	66	12	54	Media	III
E5	KO+025	Andesita basáltica	68	12	56	Media	III
E6	KO+030	Andesita basáltica	73	12	61	Buena	II
E7	KO+035	Andesita basáltica	73	12	61	Buena	II
E8	KO+040	Andesita basáltica	70	12	58	Media	III
E9	KO+045	Andesita basáltica	71	12	59	Media	III
E10	KO+050	Andesita basáltica	72	12	60	Media	III
E11	KO+055	Andesita basáltica	73	12	61	Buena	II

Con base al sostenimiento, según la figura 32 establecida por Bieniawski, que correlaciona el valor de RMR ajustado con la altura de la galería (es este caso 2.10 metros), se determina que no es necesario implementar ningún tipo sostenimiento.

Figura 32. Análisis del sostenimiento en base a RMR Bieniawski



Nota. El punto de color morado indica los valores de la clasificación RMR Bieniawski realizados en el macizo rocoso (El análisis de todos los tramos analizados se encuentran en el anexo 20). La imagen ha sido modificada de Rojas (2023)

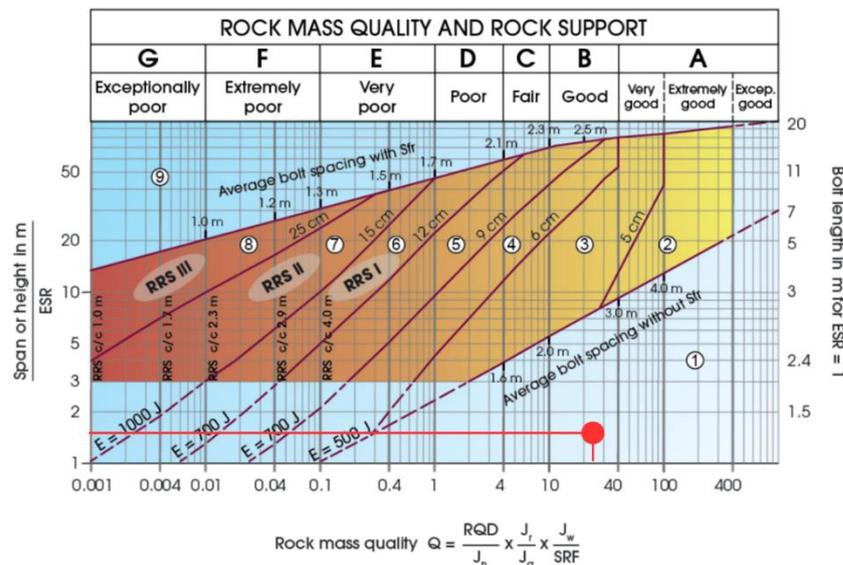
5.2.5.2. Q de Barton. La clasificación geomecánica de Barton se realizó cada 5 metros, en total se obtuvieron 11 tramos, para lo cual se obtuvo un macizo rocoso de calidad buena únicamente según esta clasificación. Los resultados obtenidos se encuentran en la tabla 34.

Tabla 34. Valor obtenido del Q de Barton

Estación	Punto (PK)	Tipo de roca	Q Barton	Calidad de roca
E1	KO+005	Granodiorita	25.08	Buena
E2	KO+010	Granodiorita	22.45	Buena
E3	KO+015	Granodiorita	25.08	Buena
E4	KO+020	Andesita basáltica	11.52	Buena
E5	KO+025	Andesita basáltica	14.39	Buena
E6	KO+030	Andesita basáltica	25.08	Buena
E7	KO+035	Andesita basáltica	25.08	Buena
E8	KO+040	Andesita basáltica	17.97	Buena
E9	KO+045	Andesita basáltica	20.09	Buena
E10	KO+050	Andesita basáltica	22.45	Buena
E11	KO+055	Andesita basáltica	25.08	Buena

En base al índice Q de Barton, se obtuvo un índice de excavación de 1.6 utilizado en excavaciones mineras permanentes y con una altura de la galería de 2.10 metros. Según esta evaluación, no es necesario implementar medidas de sostenimiento, ya que el macizo rocoso se considera lo suficientemente competente para soportar la excavación sin apoyo adicional.

Figura 33. Análisis del sostenimiento en base a Q de Barton



Nota. El punto de color morado indica los valores del índice Q de Barton realizados en el macizo rocoso (El análisis de todos los tramos analizados se encuentran en el anexo 21). La imagen ha sido modificada de Yepes (2023).

En el anexo 7 y 8 se encuentra el plano de clasificación geomecánica del frente “veta Ricota”

6.1.6. Características hidrológicas

Según los coeficientes de humedad de las rocas y mena mineralizada (0.14%, 0.18%, y 0.24%), se indica que hay muy poca presencia de agua en ellas. Sin embargo, se ha observado que en el proceso de perforación se utiliza agua, que incide en la caracterización, es importante señalar que este caudal de agua se produce únicamente durante la perforación del frente, por lo cual no es caudal continuo.

El caudal utilizado en el proceso de perforación es de 0,24 litros por segundo, como se puede observar en la tabla 35.

Tabla 35. Medición del tiempo de llenado

Nº	Volumen (litros)	Tiempo (Segundos)
1	1	4.2
2	1	4.4
3	1	4.05
4	1	4.1
5	1	4.12
Promedio tiempo		4.17

$$Q = \frac{\text{volumen}}{\text{Tiempo}}$$

$$Q = \frac{1 \text{ litro}}{4.17 \text{ Seg}} = 0.24 \frac{\text{litro}}{\text{Seg}}$$

6.1.7. Coeficiente de esponjamiento

Para realizar el cálculo de esponjamiento se toma como muestra una galería con sección de 3.10 m² y una longitud real de perforación de 1.50, a lo cual se obtuvo un volumen geométrico de 4.65 m³. Para calcular el volumen del carro minero se consideraron sus dimensiones: alto 0.65 m, ancho de 0.71 m y largo de 1.50 m, lo que resultó en un volumen de 0.64 m³, para lo cual se obtuvo un total de 10 carritos mineros es decir se obtuvo un 35 % más de roca.

En el caso del mineral, se toma en cuenta una sección de 1.2 m² con una perforación de 1.50 m, lo que obtuvo un volumen geométrico de 1.8 m³. Para transportar esto se necesitó de 3 carros mineros únicamente, lo que da un porcentaje de 11% de esponjamiento

6.2. Resultados del segundo objetivo. Categorizar los recursos minerales

6.2.1. Determinación de ley media

En base a la información proporcionada por la empresa minera de la perforación diamantina denominada DFI-005, la cual alcanzo una profundidad de 435 metros, se ha determinado que la mineralización presente, según los valores proporcionados, revela que la veta Ricota presenta una ley media con valores de 0.45 gramos/Tonelada de Oro, 21.24 gramos/Tonelada Plata, y 1.36 % de cobre. Estos datos se pueden observar en la tabla 36.

Tabla 36. Mineralización de la perforación DFI-005

From (m)	To (m)	True	Au (g/Ton)	Ag (g/Ton)	Cu (%)
60.23	61.3	1.07	0.43	21.22	1.05
170.23	173.43	3.2	0.51	22.15	1.35
225.36	226.56	1.2	0.45	20.45	1.9
304.2	305	0.8	0.48	19.1	1.42
405.95	406.85	0.9	0.36	21.25	1.21
433.2	435.23	2.03	0.44	23.25	1.21
Ley media de la mineralización			0.45	21.24	1.36

Nota. Información secundaria - empresa IAM GOLD

6.2.2. Ley equivalente

La ley equivalente se determinó en función del mineral que tiene el mayor valor económico y que cuenta con una proporción significativa de contenido a partir de eso se obtuvo una ley de 2.45 g/Tn (Au Eq). Los resultados se obtuvieron en función de los datos detallados en la tabla 37.

Tabla 37. Datos utilizados en la determinación de la ley equivalente

Parámetro	Unidad	Valor
Costo de Au	USUSD / oz / tr	2017.51
Costo de Ag	USUSD / oz / tr	23.52
Costo de Cu	USUSD / lb	3.80
Ley media de Au	g/Ton	0.45
Ley media de Ag	g/Ton	21.24
Ley media de Cu	%	1.36

Nota. Información tomada de Bolsa de valores de Londres (25 de enero del 2024)

Se determinará la ley equivalente en función del Au eq

- Para Oro (Au)

$$0.45Au \frac{g}{Tn}$$

- **Para Plata (Ag)**

$$21.24 \text{ Ag} \frac{\text{g}}{\text{Tn}} * \frac{1 \text{ onz Ag}}{31.1035 \text{ g}} * \frac{23.52 \text{ USD}}{1 \text{ onz Ag}} * \frac{1 \text{ onz Au}}{2017.51 \text{ USD}} * \frac{31.1035 \text{ g}}{1 \text{ onz Au}}$$

$$0.24 \left(\frac{\text{g}}{\text{Tn}} \text{ Au Eq} \right)$$

- **Para Cobre (Cu)**

$$1.36\% * \frac{1 \text{ tCu}}{100} * \frac{2204.62 \text{ Lb Cu}}{1 \text{ tCu}} * \frac{3.80 \text{ Usd}}{1 \text{ Lb Cu}} * \frac{1 \text{ onz Au}}{2017.51 \text{ USD}} * \frac{31.1035 \text{ g}}{1 \text{ onz Au}}$$

$$1.76 \left(\frac{\text{g}}{\text{Tn}} \text{ Au Eq} \right)$$

- **Ley equivalente**

$$I_{\text{Au Eq}} = I_{\text{Au}} + I_{\text{Ag Eq}} + I_{\text{Cu Eq}}$$

$$I_{\text{Au Eq}} = 0.45 \frac{\text{g}}{\text{Tn}} + 0.24 \left(\frac{\text{g}}{\text{Tn}} \text{ Au Eq} \right) + 1.76 \left(\frac{\text{g}}{\text{Tn}} \text{ Au Eq} \right)$$

$$I_{\text{Au Eq}} = 2.45 \left(\frac{\text{g}}{\text{Tn}} \text{ Au Eq} \right)$$

6.2.3. Cálculo de recursos.

Considerando que la estructura mineralizada es de tipo vetiforme y que proyecta una continuidad uniforme, se calculó los recursos por el método de bloques de explotación, a lo cual se determinó unos recursos indicados de 60604,13 gr Au (Eq).

- **Área del bloque**

$$A' = L * h$$

$$A' = 248 \text{ m} * 100 \text{ m}$$

$$A' = 24\,800 \text{ m}^2$$

Dónde:

L= longitud del bloque (248 m)

H= altura del bloque (100 m)

A'= área proyectada

- **Área real del bloque**

$$A = \frac{24\,800\,m^2}{\sin \sin (83)}$$

$$A = 24986.24\,m^2$$

Dónde:

A= área real

α = ángulo de buzamiento de la veta (83°)

- **Recursos indicados**

Tabla 38. *Cálculo de recursos indicados*

N°	Bloque		Peso volumétrico Ton/m ³	Toneladas	Ley equivalente (g/Tn)	Recursos Au Eq (gr)
	Área (m ²)	Potencia (m)				
1	24986.24	0.20	4.95	24736.38	2.45 Au (Eq)	60604,13

6.3. Resultados del tercer objetivo. Diseñar el sistema de explotación

6.3.1. Selección del sistema de explotación metodología de Nicholas.

A partir de la evaluación de las características del cuerpo mineral que se presentan en tabla 39, se jerarquizaron los sistemas de explotación más adecuados para la veta rica. Los sistemas que se ajustan a la veta son: Cut and Fill Stopping, Room and Pillar, Square Set y Shrinkage Stopping. La valoración de todas las características se encuentra en anexo 21.

Tabla 39. *Características utilizadas en la metodología de Nicholas*

Tipo de yacimiento	
Forma general del yacimiento	Tabular (Vetiforme)
Potencia del yacimiento	Baja (0.20 m)
Orientación	Vertical (83°)
Distribución de leyes	Gradacional (Las leyes tienen una distribución zonal, identificándose cambios graduales de un punto a otro)
Condiciones Geotécnicas del mineral	
Competencia RSC de mineral	Alta (125.87 Mpa)
Espaciamiento estructuras	Poco espacio
Resistencia Estructuras	Alta
Condiciones geotécnicas de la pared colgante	
Competencia roca intacta	Alta

Espaciamiento fracturas	Poco espaciado
Resistencia estructuras	Alta
Condiciones geotécnicas de la pared pendiente	
Competencia roca intacta	Alta
Espaciamiento fracturas	Poco espaciado
Resistencia estructuras	Alta

Siguiendo la metodología de Nicholas, (1981), evaluando los sistemas de explotación mediante la suma de clasificaciones de parámetros cuantificables, El sistema de explotación Cut and fill Stopping obtuvo la mayor puntuación con 37 puntos, seguido por Room and Pillar con 37 puntos, Square Set con 34 puntos y Shrinkage Stopping con 32 puntos. La valoración numérica de cada parámetro se encuentra en la tabla 40.

Tabla 40. *Valores finales de la selección del sistema de explotación*

Método de Explotación	Yacimiento	Mineral	Colgante	Yacente	Total	
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 mining	-39	4	4	8	-23	8
Room and Pillar	11	9	9	8	37	2
Shrinkage Stopping	9	9	5	9	32	4
Cut and Fill Stopping	15	7	7	8	37	1
Top Slicing	-42	8	4	9	-21	6
Square Set	12	7	7	8	34	3

6.3.2. Selección final del sistema de explotación análisis multicriterio

Luego de analizar las restricciones técnicas, geológicas y económicas de cada sistema de explotación, se determinó el sistema más adecuado a estas condiciones mediante el análisis multicriterio que se muestra en la tabla 41.

Tabla 41. Sistema de explotación elegido mediante análisis multicriterio

Cut and Fill Stopping (Corte y relleno)	
Restricciones Técnicas	<ul style="list-style-type: none"> ● Baja dilución menor a 2% ● Alta recuperación mayor a 90% ● Productividad de 200 a 4500 tpd. ● Ocupa rellenos: hidráulicas colas de relave, material estéril, ambos más cementos, etc. ● Se realiza por subniveles de manera ascendente
Restricciones Geológicas	<ul style="list-style-type: none"> ● Método altamente selectivo, por lo tanto, permite explotar cuerpos de baja regularidad y continuidad espacial. ● La roca de caja es generalmente de baja competencia y la roca mineral de baja a media .
Restricciones Económicas	<p>Costo de producción</p> <ul style="list-style-type: none"> ● Bajo costo: USD40 - USD80 USD/tonelada (yacimientos favorables, pequeña escala) ● Costo medio: USD80 - USD120 USD/tonelada (yacimientos promedio, escala media) ● Alto costo: USD120 - USD150 USD/tonelada (yacimientos complejos, gran escala)

El análisis multicriterio se dio en base al sistema de explotación por corte y relleno con las demás alternativas que dio la metodología de Nicholas.

Cámaras y pilares: En comparación con el sistema de corte y relleno, el sistema por cámaras y pilares posee un porcentaje de dilución del 5%, superior al de corte y relleno, además que cámaras y pilares es ideal para cuerpos minerales con potencias de 10 a 30 m, sin embargo, no resulta adecuado para la veta Ricota, ya que su potencia promedio es de 0.22 metros. En cuanto al aspecto económico cámaras y pilares posee un costo de operación de USD5 - USD10 USD/tonelada en pequeña escala lo cual teóricamente es bueno, sin embargo, debido a las características de la veta este sistema no es aplicable

Cuadros de madera: En contraste con el sistema de corte y relleno, el sistema de cuadros de madera utiliza grandes cantidades de este material, lo cual ambientalmente y económicamente genera dificultades y afecta la ventilación de los bloques de explotación. Es factible en cuerpos minerales con potencias de 3 a 3.5 m, lo que difiere en con las características de la veta Ricota. Económicamente, sus costos de operación en pequeña escala teóricamente se dan de USD10 - USD15 USD/tonelada, sin embargo, por las afecciones ambientales y las dificultades en la ventilación que este sistema conlleva, no es factible para la veta Ricota.

Cámaras almacén: En relación con el sistema de corte y relleno el sistema por cámaras almacén produce una dilución del 30% y una recuperación de alrededor del 85%, a pesar de que es un método para vetas angostas, es aplicable a rocas de baja competencia lo cual difiere con las características del macizo rocoso presente en la veta Ricota. Económicamente sus costos de operación son bajos de USD5 - USD10 USD/tonelada, sin embargo, por las características del macizo rocoso y su alta dilución no son aplicables para la veta Ricota.

Tras evaluar los sistemas de explotación subterráneos mencionados anteriormente se seleccionó al sistema de explotación Cut and Fill (corte y relleno) el cual se adapta a las condiciones de la veta Ricota, además que presenta una baja dilución del 2% y una alta recuperación de alrededor del 90% y su elección se fundamenta en las características que presenta Herrera Herbert en el año 2020 en su libro Introducción a la minería subterránea: Vol. IV: Métodos de explotación de interior.

Tabla 42. Características de los cuerpos minerales al sistema por corte y relleno

Sistema de explotación Corte y Relleno			
Geometría del yacimiento		Aceptable	Óptimo
Forma		Cualquiera	Tabular
Potencia		Cualquiera	>3 m
Buzamiento		>30°	>60°
Tamaño		Cualquiera	Cualquier
Regularidad		Cualquiera	Irregular
Aspectos Geotécnicos			
Resistencia (Techo)		>30 Mpa	>50 Mpa
Resistencia (mena)		s/profundidad	>50 Mpa
Fracturación (techo)		Alta – Media	Media – Baja
Campo tensional	in-situ	Cualquiera	<1000m
(profundidad			
Comportamiento	tenso-	Elástico	Elástico
deformacional			
Aspectos económicos			
Valor Unitario de la mena		Medio – Alto	Alto
Productividad y ritmo de explotación		Media – Baja	NA

Nota. Tomado de Herrera Herbert (2020)

Se optó por la variante de corte y relleno por tajo angosto, debido a la existencia de una galería de exploración en la parte inferior del bloque de explotación, lo que facilita el trabajo ascendente, además este sistema de explotación ofrece una alta recuperación de mineral y una fácil adaptación.

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

6.3.3. Desarrollo del sistema de explotación

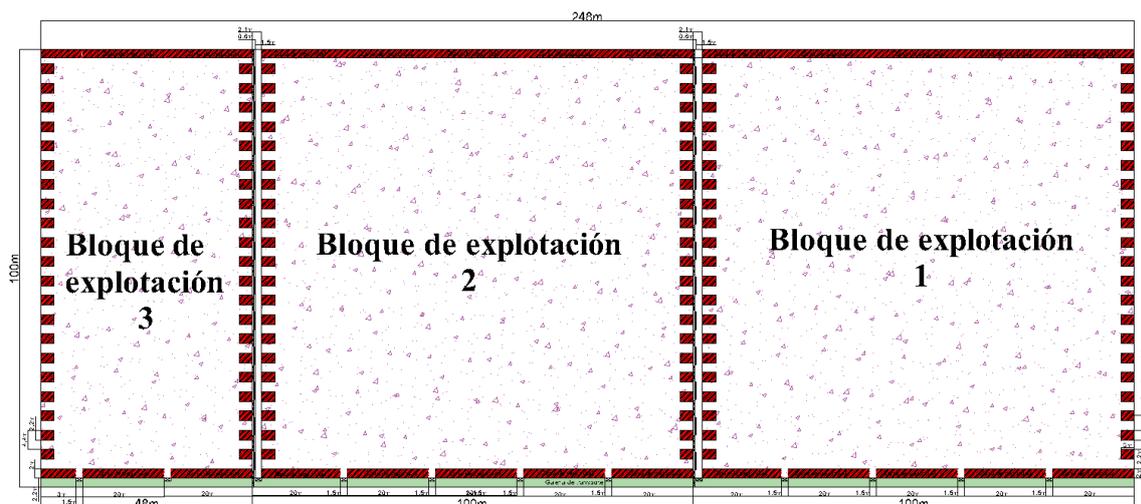
6.3.3.1. Preparación

Para la explotación de la veta Ricota se ha dividido en tres cámaras de explotación, las dimensiones de estas cámaras se muestran en la tabla 43 y figura 34.

Tabla 43. bloque de explotación de la veta Ricota

bloque de explotación 1	Largo	100 m
	Alto	100 m
Bloque de explotación 2	Largo	100 m
	Alto	100 m
bloque de explotación 3	Largo	48 m
	Alto	100 m

Figura 34. Cámaras de explotación de la veta Ricota



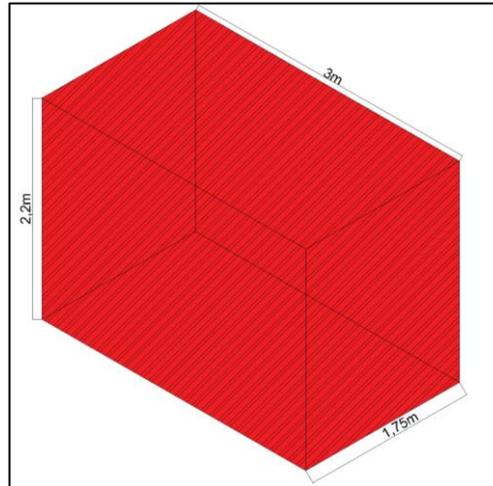
La preparación consiste en franquear una galería de transporte en la parte inferior de las cámaras de explotación, luego en los costados de cada bloque se franquearán chimeneas que comunican con la galería, las cuales será utilizada para el transporte de mineral, personal e ingreso de aire a las franjas de explotación.

A partir de la galería de transporte se dejó una franja de seguridad de 2 metros, además se dejarán pilares de contorno en cada cámara de explotación cuyas dimensiones se especifican en la tabla 44 y figura 35.

Tabla 44. Dimensiones de los pilares de contorno

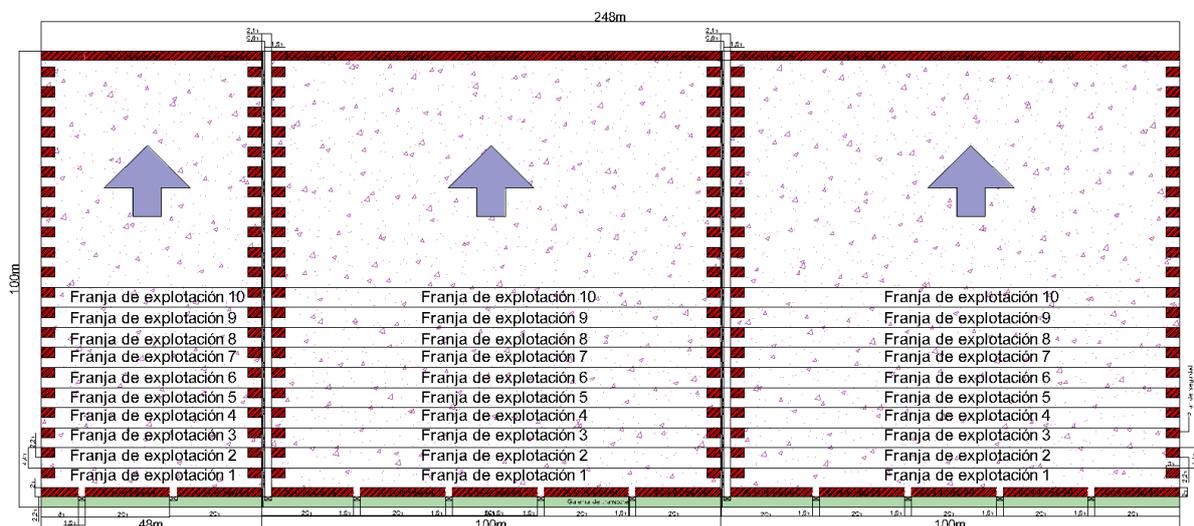
Alto	2.20 m
Ancho	3 m
Largo	1.75 m
Volumen	11.55 m ³

Figura 35. Pilares de contorno



Como último trabajo de preparación se realiza el franqueo de la galería de corte a partir de la franja de seguridad, como se visualiza en la figura 36.

Figura 36. Franjas de explotación de la veta Ricota



6.3.3.2. Ataque de arranque

El proceso de arranque, se llevará a cabo desde la galería y las chimeneas laterales de cada cámara de explotación, se extraerá una franja de roca estéril de 1.25 metros de espesor en el costado de la veta, dejando colgada a la veta con un grosor de 0.50 metros.

El mineral arrancado se trasladará completamente de manera uniforme hacia los puntos de carga situados de tal manera que, al abrir las compuertas, el mineral se deposite directamente sobre los vagones, mientras que la roca estéril arrancada servirá como plataforma para que los perforistas puedan seguir trabajando.

6.3.3.3. Perforación y voladura

Perforación. La empresa posee perforadoras modelo YT 27, las cuales cuentan con las siguientes características especificadas en la tabla 45:

Tabla 45. Características técnicas de la perforadora YT27

Perforadora neumática YT 27	
Peso (Kg)	27
Diámetro de perforación (mm)	34 - 45
Diámetro de pistón (mm)	80
Rotación (rev/min)	300
Diámetro interior de la manguera de aire (mm)	25
Consumo de aire (L/S)	$\leq 85 \leq 57 \leq 50$

Nota. Recuperado de MSChile (S.f.)

Además, se utilizarán barrenos de 1.60 metros de longitud acoplados con brocas de botón de acero al tungsteno de 36 mm de diámetro

Elección del explosivo. La roca a explotar presenta un coeficiente de fortaleza de 17 para la granodiorita y 10 para las andesitas basálticas. El mineral, por su parte, tiene una fortaleza de 7. Dentro del macizo rocoso se encuentran zonas con fracturas y, en algunas partes, presencia de agua. Por lo tanto, se ha seleccionado explosivos especializados en rocas de resistencia intermedias a duras, además de adaptarse a zonas con presencia de agua. La tabla 46 presenta las características de los explosivos a utilizar:

Tabla 46. Características del explosivo seleccionado

Explosivo de fondo	
Tipo de explosivo	EMULNOR 3000
Peso del cartucho	0.123 kg
Largo	0.18 m
Diámetro del explosivo	0.025 m
Potencia relativa del explosivo	100 m/s

Densidad relativa	1.14 (g/cm ³)
Explosivo de columna	
Tipo de explosivo	ANFO Normal
Densidad aparente	0.80 (g/cm ³)
Velocidad de detonación	3000 (m/s)
Presión de detonación	32 (Kbar)
Agente iniciador	
Nº fulminante	Nº8
Longitud del fulminante	45 mm
Diámetro del fulminante	6,3 mm
Sensibilidad a la chispa de la mecha de seguridad	Buena
Resistencia a la humedad relativa del 100% por 24 horas.	Detona
Cordón de iniciación	
Tipo de cordón	Mecha de seguridad
Tiempo de combustión	158 (s/m)
Diámetro externo	5.2 mm

Nota. Obtenido de Famesa (2016)

6.3.4. Franqueo de galería de transporte

6.3.4.1. Dimensionamiento de la sección. La galería de corte se franqueará a 100 metros de altura entre cada una, siguiendo el rumbo de la veta. Tendrá una forma abovedada de tres centros, la cual ayudará a controlar la distribución de tensiones en el macizo rocoso.

Ancho de galería (B_0).

$$B_0 = m + KA + p + n$$

Dónde:

m: distancia entre pared y los medios de transporte, 0.25 m

K: número de vías (1)

A: ancho mayor del medio de transporte a utilizar 0.85 m

n: espacio de seguridad para el paso del personal 0.50 – 0.70 m

p: espacio entre medios de transporte si es más de una línea.

C: ancho de cuneta (0.15)

$$B_0 = 0.25 + 1 * 0.85 + 0 + 0.50 + 0.15$$

$$B_0 = 1.75$$

Alto de la galería.

Para la altura de la galería (h_l) se obtiene la siguiente ecuación:

$$h_l = \frac{B_0}{2} + 1.3$$

$$h_l = \frac{1.75 \text{ m}}{2} + 1.3$$

$$h_l = 2.18 \text{ m}$$

$$h_l = 2.20 \text{ m}$$

Altura de la bóveda (h_o)

$$h_o = \frac{B_0}{4}$$

$$h_o = \frac{1.75}{4}$$

$$h_o = 0.44 \text{ m}$$

Radio

Radio mayor (R)

$$R = 0.693 * B_0$$

$$R = 0.693 * 1.75 \text{ m}$$

$$R = 1.21 \text{ m}$$

Radio de esquina (r)

$$r = 0.269 * B_0$$

$$r = 0.269 * 1.75 \text{ m}$$

$$r = 0.47$$

Sección útil (S_1)

Sección útil ancho:

$$S_1 = B_0 * (h_l + 0.26 * B_0)$$

$$S_1 = 1.75 * (2.20 + 0.26 * 1.75)$$

$$S_1 = 4.65 \text{ m}^2$$

Sección útil alto:

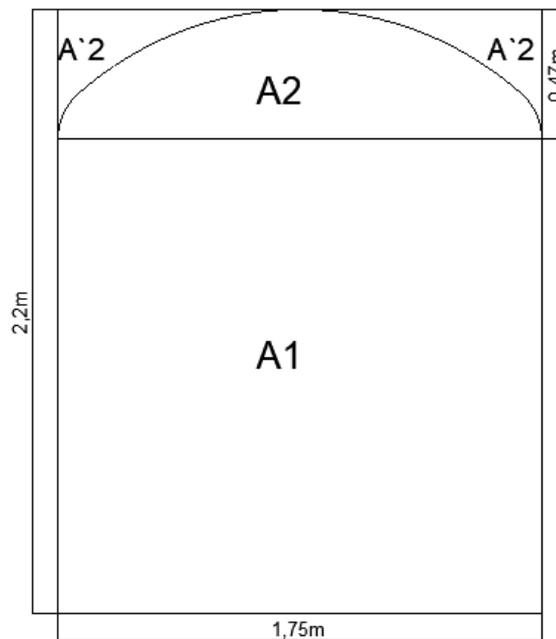
$$S_2 = 2 \text{ hl} + 2.33B_0$$

$$S_2 = (2 * 2.20) + (2.33 * 1.75)$$

$$S_2 = 8.48 \text{ m}^2$$

Se ha diseñado una galería con una altura de 2.2 metros y un ancho de 1.75 m, con un área de excavación de 3.43 m², como se puede apreciar en la figura 37 y 38.

Figura 37. Sección de galería



Área de las secciones

A₁ Cuadrado.

$$A_1 = B * H$$

$$A_1 = 1.75 \text{ m} * 1.73 \text{ m}$$

$$A_1 = 3.03 \text{ m}^2$$

A₂ Semi bóveda

$$A'2 = B * H$$

$$A'2 = 1.75 \text{ m} * 0.47 \text{ m}$$

$$A'2 = 0.82 \text{ m}^2$$

Área total 2

$$A'2 = 0.82 - (2 * 0.21)$$

$$A'2 = 0.4 \text{ m}^2$$

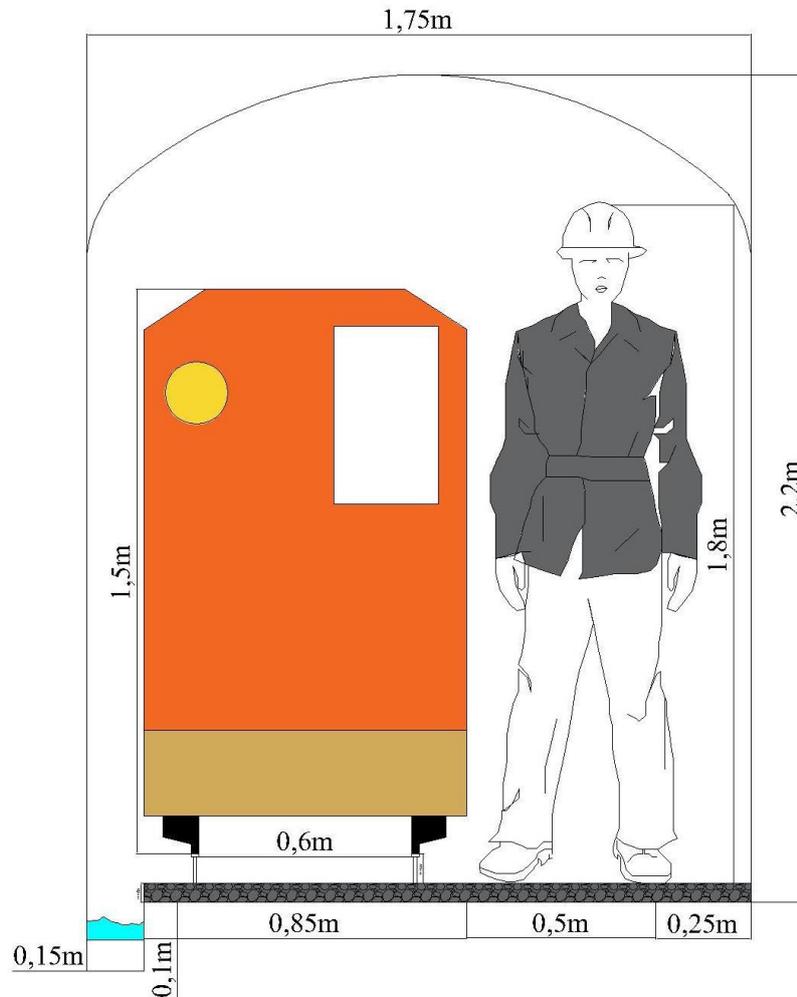
Área Total.

$$AT = A_1 + A_2$$

$$AT = 3.03 \text{ m}^2 + 0.4 \text{ m}^2$$

$$AT = 3.43 \text{ m}^2$$

Figura 38. Diseño de galería



6.3.4.2. Parámetros de perforación y voladura de la galería de transporte. Se diseñó el pasaporte de perforación y voladura en base a las características mencionadas anteriormente. Ver tabla 47.

Tabla 47. Características utilizadas en la perforación y voladura de las rocas

Características de la galería	
Ancho de galería	1.75 m
Alto de galería	2.20 m
Radio esquina	0.47 m
Características de la roca	
Peso específico promedio de las rocas	2.74 Tn/m ³
Resistencia de la roca promedio	172.39 Mpa

Índices de voladura

- Concentración de carga de ANFO (Cc)

$$Cc = p_{ANFO} * \frac{\tau * \phi^2}{4} \quad Cc = 800 \frac{Kg}{m^3} * \frac{\tau * (0.036)^2}{4} = 0.81 \frac{Kg}{m^3}$$

- **Potencia Relativa con Respecto al ANFO (S_{ANFO})**

$$S_{ANFO} = \left(\frac{d_{explosivo} * (velocidad\ de\ detonac)^2}{d_{anfo} * (velo.\ de\ detonacion\ anf)^2} \right)^{\frac{1}{3}}$$

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

$$S_{ANFO} = 1.45$$

- **Características del barreno.** Se realiza la perforación con barrenos de 1.60 m de longitud, utilizando brocas de botones de 36 mm de diámetro. La eficiencia de perforación es del 95 %.

- **Avance real de perforación**

$$Ar = 1.60 * 0,95$$

$$Ar = 1.52\ m$$

- **Volumen de roca excavado**

$$VRA = Seccion * Longitud\ de\ eficiencia\ de\ perforacion$$

$$VRA = 3.43 \text{ m}^2 * 1.52 \text{ m}$$

$$VRA = 5.21 \text{ m}^3$$

- **Número aproximado de barrenos**

$$N \text{ barr} = \frac{P}{dt} + (C * S)$$

$$N \text{ barr} = \frac{7.41 \text{ m}^2}{0.55} + (2 * 3.43)$$

$$N \text{ barr} = 21 \text{ barrenos}$$

- **Longitud de retacado (T):**

$$T = 10 * D1$$

$$T = 10 * 0.036$$

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

- **Longitud de carga (Lc):**

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

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

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

- **Error de perforación (F):**

Desviación angular: 1 mm (0.001 m)

Error de emboquille (e'): 1 mm (0.001 m)

$$F = \alpha * L_{avance} + e' \quad Err_{per} = 0.001 * 1.52 + 0.001 = 0.0025 \text{ m}$$

Cálculo de secciones. Cuele

Se diseño un cuele con cuatro secciones con dos taladros de alivio.

- **Sección 1**

Burden equivalente máximo (Be-max)

$$Be_1 - max = 1.5 * \emptyset \quad Be - max = 1.5 * (0.036) = 0.054 \text{ m}$$

Burden practico (Bp1)

$$Bp_1 = Be_1 - F \quad Bp_1 = 0.054 - 0.0025 = 0.05$$

Ancho de la abertura creada en el 1er cuadrante.

$$a = (B_1 - F) * \sqrt{2} \quad a = (0.05 - 0.0025) * \sqrt{2} = 0.07 \text{ m}$$

Concentración de carga lineal (q_1):

$$q_1 = \frac{55 * d * \left(\frac{B}{\phi}\right)^{\frac{3}{2}} * \left(B - \frac{\phi}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right)}{S_{ANFO}}$$

$$q_1 = \frac{55 * 0.036 * \left(\frac{0.05}{0.036}\right)^{\frac{3}{2}} * \left(0.05 - \frac{0.036}{2}\right) * \left(\frac{2}{0.4}\right)}{1.45} = 0.36 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

Número de cartuchos: (N_c)

$$N_c = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We} = \frac{0.36 * \frac{3}{4} * 1.52}{0.123} = 3 \text{ unidades/barreno}$$

Longitud de carga de fondo (L_f)

$$L_f = L_{expl} * N \text{ cartuchos} \quad L_f = 0.18 * 3 = 0.54 \text{ m}$$

Longitud de carga de columna (L_c)

$$L_f = L_{TOTAL} - L_f - T \quad L_f = 1.52 - 0.54 - 0.36 = 0.62 \text{ m}$$

● Sección 2

Burden máximo 2

$$Bmax_2 = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{a * q_1 * S_{ANFO}}{d * c}} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.07 * 0.36 * 1.45}{0.036 * 2}} = 0.063 \text{ m}$$

Burden practico (Bp_2)

$$Bp_2 = Be_2 - F \quad Bp_2 = 0.063 - 0.0025 = 0.06 \text{ m}$$

Se ajusto el Burden practico a **0.07 m**

Ancho de la abertura creada en el 2do cuadrante.

$$a = 1.5 * Bp_2 * \sqrt{2} \quad a = 1.5 * 0.06 * \sqrt{2} = 0.13 \text{ m}$$

Se ajusto ancho de abertura a **0.15 m**

Concentración de carga lineal (q_2):

$$q_2 = \frac{32.3 * d * c * B}{S_{ANFO} * \left[\sin \sin \left(\left(\frac{a}{2B} \right) \right) \right]^{1.5}} = \frac{32.3 * 0.036 * 2 * 0.06}{1.45 * \left[\sin \sin \left(\left(\frac{0.07}{2(0.06)} \right) \right) \right]^{1.5}} = 0.27 \frac{Kg}{m}$$

Número de cartuchos: (N_c)

$$N_c = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We} = \frac{0.27 * \frac{3}{4} * 1.52}{0.123} = 3 \text{ unidades/barreno}$$

Longitud de carga de fondo (L_f)

$$L_f = L_{expl} * N \text{ cartuchos} \quad L_f = 3 * 0.18 = 0.54 \text{ m}$$

Longitud de carga de columna (L_c)

$$L_f = L_{TOTAL} - L_f - T \quad L_f = 1.52 - 0.54 - 0.36 = 0.62 \text{ m}$$

● **Sección 3**

Burden máximo 3

$$B_{max_4} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{a * q_2 * S_{ANFO}}{d * c}} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.08 * 0.27 * 1.45}{0.036 * 2}} = 0.061 \text{ m}$$

Burden practico (B_{p_3})

$$B_{p_3} = B_{e_3} - F \quad B_{p_3} = 0.061 - 0.0025 = 0.06 \text{ m}$$

Se ajusto el Burden practico a **0.15 m**

Ancho de la abertura creada en el 3er cuadrante.

$$a = (B_3 - F) * \sqrt{2} \quad a = (0.06 - 0.0025) * \sqrt{2} = 0.081 \text{ m}$$

Se ajusto ancho de abertura a **0.32 m**

Concentración de carga lineal (q_3):

$$q_3 = \frac{32.3 * d * c * B}{S_{ANFO} * \left[\sin \sin \left(\left(\frac{a}{2B} \right) \right) \right]^{1.5}} = \frac{32.3 * 0.036 * 2 * 0.06}{1.45 * \left[\sin \sin \left(\left(\frac{0.08}{2(0.06)} \right) \right) \right]^{1.5}} = 0.23 \frac{Kg}{m}$$

Número de cartuchos: (Nc)

$$Nc = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We} = \frac{0.23 * \frac{3}{4} * 1.52}{0.123} = 2 \text{ unidades/barreno}$$

Longitud de carga de fondo (Lf)

$$Lf = L_{expl} * N \text{ cartuchos} \quad Lf = 2 * 0.18 = 0.36 \text{ m}$$

Longitud de carga de columna (Lc)

$$Lf = L_{TOTAL} - Lf - T \quad Lf = 1.52 - 0.36 - 0.36 = 0.8 \text{ m}$$

● **Sección 4**

Burden máximo (Bp₄)

$$Bmax_4 = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{a * q_3 * S_{ANFO}}{d * c}} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.08 * 0.23 * 1.45}{0.036 * 2}} = 0.054 \text{ m}$$

Burden practico (Bp₃)

$$Bp_4 = Be_4 - F \quad Bp_4 = 0.054 - 0.0025 = 0.05$$

Se ajusto el Burden practico a **0.32 m**

Ancho de la abertura creada en el 3er cuadrante.

$$a = (B_4 - F) * \sqrt{2} \quad a = (0.05 - 0.0025) * \sqrt{2} = 0.014 \text{ m}$$

Se ajusto ancho de abertura a **0.69 m**

Concentración de carga lineal (q₄):

$$q_4 = \frac{32.3 * d * c * B}{S_{ANFO} * \left[\sin \sin \left(\left(\frac{a}{2B} \right) \right) \right]^{1.5}} \quad q_4 = \frac{32.3 * 0.036 * 2 * 0.05}{1.45 * \left[\sin \sin \left(\left(\frac{0.08}{2(0.05)} \right) \right) \right]^{1.5}}$$
$$= 0.16 \frac{Kg}{m}$$

Número de cartuchos: (Nc)

$$Nc = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We} = \frac{0.16 * \frac{3}{4} * 1.52}{0.123} = 2 \text{ unidades/barreno}$$

Longitud de carga de fondo (Lf)

$$L_f = L_{expl} * N \text{ cartuchos} \quad L_f = 2 * 0.18 = 0.36 \text{ m}$$

Longitud de carga de columna (Lc)

$$L_f = L_{TOTAL} - L_f - T \quad L_f = 1.52 - 0.36 - 0.36 = 0.8 \text{ m}$$

- **Arrastres**

El cálculo de los barrenos de arrastre se realizó en base a los parámetros dispuestos en la tabla 48.

Tabla 48. Variables de perforación y voladura de arrastres de galería

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

Constante Corregida:

$$\underline{c} = c + \frac{0.07}{B} \quad \underline{c} = 0.4 + \frac{0.07}{0.06} = 1.8$$

Burden de arrastre (B_A)

$$B_A = 0.9 * \sqrt{\frac{q * S_{ANFO}}{c * f * \frac{S}{B}}} \quad B_A = 0.9 * \sqrt{\frac{0.36 * 1.45}{1.8 * 1.45 * 1.25}} = 0.040 \text{ m}$$

Burden de practico de arrastre (Bp_A)

$$Bp_A = B - L * \sin \sin (\gamma) - F \quad Bp_A = 0.040 - 1.52 * \sin \sin (4) - 0.0025 = 0.35 \text{ m}$$

Numero de barrenos arrastre (Bb_A)

$$Nb_A = \frac{AT + 2L * \sin \sin (\gamma)}{B} + 2 \quad Nb_A = \frac{1.75 + 2 * (1.52) * \sin \sin (4^\circ)}{0.036} + 2 = 5 \text{ taladros}$$

Espaciamiento de barrenos

$$S_z = \frac{AT + 2L * \sin \sin (4)}{Nba - 1} = \frac{1.75 * 2 * 1.52 * \sin \sin (4)}{5 - 1} = 0.31 \text{ m}$$

Espaciamiento entre barrenos de esquina

$$s_z = S_z - L * \sin \sin \gamma = 0.31 - 1.52 * \sin \sin 4 = 0.22 \text{ m}$$

Concentración de carga fondo

$$Q_5 = 90 * \phi_1^2 = 90 * (0.036)^2 = 0.12 \frac{Kg}{m}$$

Número de cartuchos: (Nc)

$$Nc = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We} = \frac{0.12 * \frac{3}{4} * 1.52}{0.123} = 1 \text{ unidad/barreno}$$

Longitud de retacado (T)

$$T = 10 * D1 = 10 * 0.036 = 0.36 \text{ m}$$

Longitud de carga de fondo (Lf)

$$Lf = L_{expl} * N \text{ cartuchos} \quad Lf = 1 * 0.18 = 0.18 \text{ m}$$

Longitud de carga de columna (Lc)

$$Lf = L_{TOTAL} - Lf - T \quad Lf = 1.52 - 0.18 - 0.36 = 0.98 \text{ m}$$

- **Corona**

Espaciamiento entre barrenos

$$Ec = 15 * \phi_1^2 = 15 * 0.0036^2 = 0.54 \text{ m}$$

Esparcimiento ajustado = **0.44 m**

Burden de corona

$$Bc = \frac{Ec}{S/A} = \frac{0.54}{1.25} = 0.43 \text{ m}$$

Burden practico de corona

$$B_{pc} = Bc - L * \sin \sin \gamma - F = 0.43 - 1.52 * \sin \sin 4 - 0.0025 = 0.32 \text{ m}$$

Numero de barrenos de corona (Nb_c)

$$Nb_c = \frac{AT + 2L * \sin \sin (\gamma)}{B} + 2 Nb_A = \frac{1.75 + 2 * (1.52) * \sin \sin (4^\circ)}{0.32} + 2 = 6 \text{ taladros}$$

Concentración de carga fondo

$$Q_5 = 90 * \phi_1^2 = 90 * (0.036)^2 = 0.12 \frac{Kg}{m}$$

Número de cartuchos: (Nc)

$$N_c = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We} = \frac{0.12 * \frac{3}{4} * 1.52}{0.123} = 1 \text{ unidad/barreno}$$

Longitud de retacado (T)

$$T = 10 * D1 = 10 * 0.036 = 0.36 \text{ m}$$

Longitud de carga de fondo (Lf)

$$L_f = L_{expl} * N \text{ cartuchos} \quad L_f = 1 * 0.18 = 0.18 \text{ m}$$

Longitud de carga de columna (Lc)

$$L_f = L_{TOTAL} - L_f - T \quad L_f = 1.52 - 0.18 - 0.36 = 0.98 \text{ m}$$

- **Tajeo**

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

$$E_c = 15 * \phi_1^2 = 15 * 0.0036^2 = 0.54 \text{ m}$$

Esparcimiento ajustado = **0.40 m**

Burden de tajeo

$$B_c = \frac{E_c}{S/A} = \frac{0.54}{1.25} = 0.43 \text{ m}$$

Burden practico de corona

$$B_{pc} = B_c - L * \sin \sin \gamma - F = 0.43 - 1.52 * \sin \sin 0 - 0.0025 = 0.43 \text{ m}$$

Numero de barrenos de corona (Nb_c)

$$Nb_c = \frac{AT + 2L * \sin \sin (\gamma)}{B} + 2 Nb_A = \frac{1.75 + 2 * (1.52) * \sin \sin (0)}{0.32} + 2 = 6 \text{ taladros}$$

Concentración de carga fondo

$$Q_5 = 90 * \phi_1^2 = 90 * (0.036)^2 = 0.12 \frac{Kg}{m}$$

Número de cartuchos: (Nc)

$$N_c = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We} = \frac{0.12 * \frac{3}{4} * 1.52}{0.123} = 1 \text{ unidad/barreno}$$

Longitud de retacado (T)

$$T = 10 * D1 = 10 * 0.036 = 0.36 \text{ m}$$

Longitud de carga de fondo (Lf)

$$Lf = L_{expl} * N \text{ cartuchos} \quad Lf = 1 * 0.18 = 0.18 \text{ m}$$

Longitud de carga de columna (Lc)

$$Lf = L_{TOTAL} - Lf - T \quad Lf = 1.52 - 0.18 - 0.36 = 0.98 \text{ m}$$

● **Contornos**

Burden de contorno

$$B_c = 0.9 * \sqrt{\frac{qtaje0 * S_{ANFO}}{c * f * \frac{s}{B}}} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.12 * 1.45}{1.8 * 1.45 * 1.25}} = 0.21 \text{ m}$$

Burden practico de contornos

$$B_{pc} = B_c - L * \sin \sin \gamma - F = 0.21 - 1.52 * \sin \sin 0 - 0.0025 = 0.21 \text{ m}$$

Altura disponible (h_{dis})

$$h_{dis} = H_{tunnel} - r = 2.20 - 0.47 = 1.73 \text{ m}$$

Espaciamiento (E_{dis})

$$E_{dis} = 0.3345 * h_{disp} = 0.3345 * 1.73 = 0.58 \text{ m}$$

Se ajusto a **0.43 m**

Numero de barrenos (N_{ba})

$$N_{ba} = \frac{h_{disp}}{s/B} + 2 = \frac{1.73}{1.25} + 2 = 4 \text{ barrenos por columna}$$

Concentración de carga fondo

$$Q_{con} = 7.8 * 10^{-4} * \varnothing_{expl}^2 * \delta \text{ explosivo} = 0.09 \frac{Kg}{m}$$

Número de cartuchos: (N_c)

$$N_c = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We} = \frac{0.09 * \frac{3}{4} * 1.52}{0.123} = 1 \text{ unidad/barreno}$$

Longitud de retacado (T)

$$T = 10 * D1 = 10 * 0.036 = 0.36 \text{ m}$$

Longitud de carga de fondo (Lf)

$$Lf = L_{expl} * N \text{ cartuchos} \quad Lf = 1 * 0.18 = 0.18 \text{ m}$$

Longitud de carga de columna (Lc)

$$Lc = L_{TOTAL} - Lf - T \quad Lc = 1.52 - 0.18 - 0.36 = 0.98 \text{ m}$$

El pasaporte de perforación y voladura de la galería de transporte se encuentra reflejado en la figura 39. (Revisar el anexo 9 en donde se encuentra la propuesta de pasaporte)

Figura 39. Malla de voladura de galería de Transporte

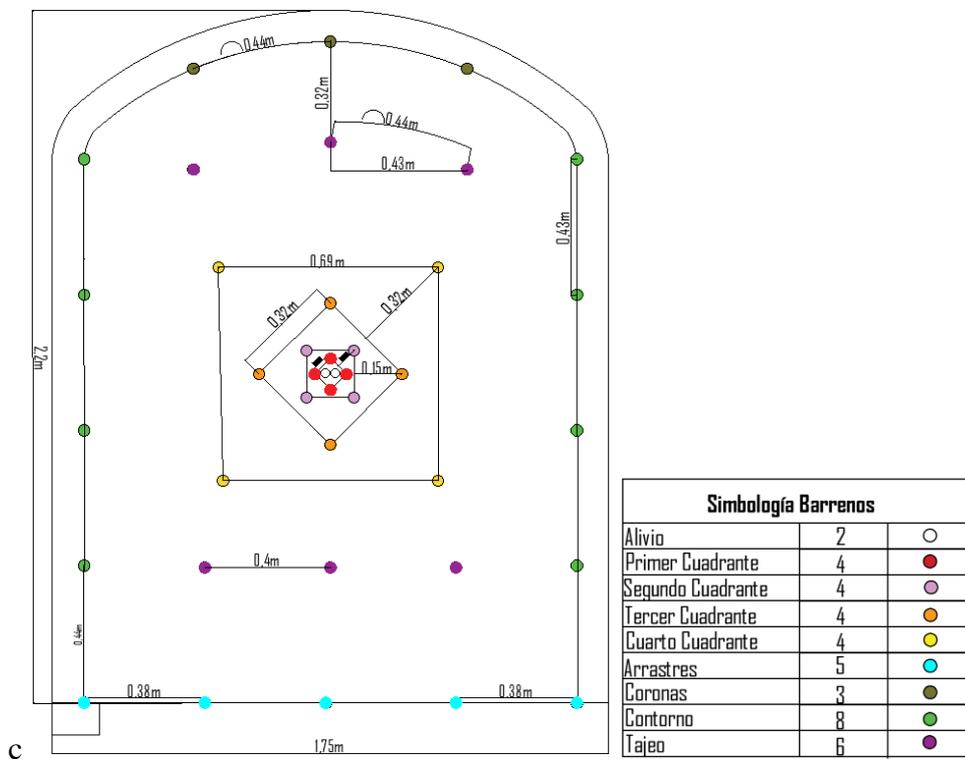


Tabla 49. Características de la galería de transporte

Características de la galería de transporte	
Sección	3.43 m ²
Avance Real	1.52 m
Volumen de roca excavada	5.21 m ³
Barrenos perforados	40
Barrenos libres	2
Barrenos cargados	38
Carga de fondo	Emulnor 3000
Carga de columna	Anfo
Iniciador	Fulminante N°8

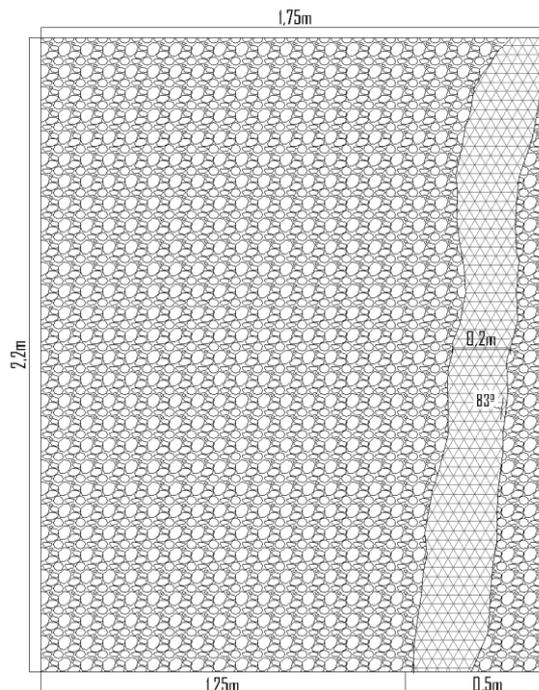
Características de la galería de transporte	
Carga total de Anfo	20 kg
Carga de columna	6.82 Kg

6.3.5. Franqueo de galería de corte.

Las franjas de explotación se excavarán siguiendo el rumbo y buzamiento de la veta. Las dimensiones serán las mismas que las de la galería de transporte, donde la roca encajante se excavará inicialmente con 1.25 metros de ancho, mientras que el mineral se trabajará con una anchura de 0.50 metros y una altura de 2.20 metros (ver figura 40). El proceso se iniciará franqueando el estéril y, posteriormente, se procederá a extraer el mineral y llevarlo hacia los buzones designados.

Una vez que se haya completado la extracción del mineral, se llevará a cabo el relleno inmediato utilizando roca estéril proveniente de la voladura del sobre minado en el frente de explotación

Figura 40. Franja de estéril y mineral



Parámetros de perforación y voladura de la franja de estéril. Se diseñó el pasaporte de perforación y voladura en base a las características reflejadas en la tabla 50.

Tabla 50. *Características de la franja de estéril*

Características de franja de estéril	
Ancho de franja	1.25 m
Alto de franja	2.20 m
Características de la roca	
Peso específico promedio de las rocas	2.74 Tn/m ³
Resistencia de la roca promedio	172.39 Mpa

Índices de voladura

- Concentración de carga de ANFO (Cc)

$$Cc = 0.81 \frac{Kg}{m^3}$$

- Potencia Relativa con Respecto al ANFO (S_{ANFO})

$$S_{ANFO} = 1.45$$

Características del barreno. Se realiza la perforación con barrenos de 1.60 m de longitud, utilizando brocas de pupos de 36 mm de diámetro. La eficiencia de perforación es del 95 %.

- **Avance real de perforación**

$$Ar = 1.60 * 0,95$$

$$Ar = 1.52 \text{ m}$$

- **Sección de franja**

$$Seccion = 2.64 \text{ m}^2$$

- **Volumen de roca excavado**

$$VRA = Seccion * Longitud \text{ de eficiencia de perforacion}$$

$$VRA = 2.64 \text{ m}^2 * 1.52 \text{ m}$$

$$VRA = 4.01 \text{ m}^3$$

- **Número aproximado de barrenos**

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

$$N^{\circ} \text{ barr} = \frac{6.63 \text{ m}^2}{0.55} + (2 * 2.64)$$

$N \text{ barr} = 18 \text{ barrenos}$

- **Error de perforación (F):**

Desviación angular: 1 mm (0.001 m)

Error de emboquille (e'): 1 mm (0.001 m)

$$F = \alpha * L_{avance} + e' \quad Err_{per} = 0.001 * 1.52 + 0.001 = 0.0025$$

Cálculo de secciones.

- **Cuele.** Se diseño un cuele con tres secciones con dos taladros de alivio.

Tabla 51. Secciones de Burden de franja de estéril

Cuadrante 1		
Burden en el 1er cuadrante	0.05	m
Burden en el 1ER cuadrante (practico)	0.05	m
Longitud de Burden (a)	0.07	m
Concentración de carga en el 1ER cuadrante	0.36	kg
Número de cartuchos	2	Unidades/tal
Retacado	0.36	m
Longitud de carga de fondo	0.54	m
Longitud de carga de columna	0.62	m
Cuadrante 2		
Burden en el 2DO cuadrante	0.07	m
Burden en el 2DO cuadrante (practico)	0.07	m
Longitud de Burden (a)	0.15	m
Concentración de carga en el 2DO cuadrante	0.27	kg
Numero cartuchos	2	Unidades/tal
Retacado	0.36	m
Longitud de carga de fondo	0.54	m
Longitud de carga de columna	0.62	m
Cuadrante 3		
Burden en el 3ER cuadrante	0.15	m
Burden en el 3ER cuadrante (practico)	0.06	m
Longitud de burden (a)	0.08	m
Concentración de carga en el 3ER cuadrante	0.23	kg
Numero cartuchos	2	unidades/tal
Retacado	0.36	m
Longitud de carga de fondo	0.36	m
Longitud de carga de columna	0.8	m

- **Arrastres**

Tabla 52. *Barrenos de arrastre de la franja de estéril*

ARRASTRES		
Constante corregida	1.57	m
Burden	0.63	m
Burden (practico)	0.63	m
Numero de taladros	5	Taladros
Espaciamiento entre barrenos	0.31	m
Espaciamiento de taladros de esquina	0.31	m
Concentración de carga de fondo	0.12	Kg/m
Numero cartuchos	1	Unidades/Tl
Retacado	0.36	m
Longitud de carga de fondo	0.18	m
Longitud de carga de columna	0.98	m

- **Corona**

Tabla 53. *Barrenos de corona de la franja de estéril*

Corona		
Espaciamiento entre barrenos	0.54	m
Burden	0.43	m
Burden (practico)	0.43	m
Numero de taladros	5	Taladros
Concentración de carga de fondo	0.12	Kg/m
N cartuchos	1	Unidades/tl
Retacado	0.36	m
Longitud de carga de fondo	0.18	m
Longitud de carga de columna	0.98	m

- **Contornos y tajeo**

Tabla 54. *Barrenos de contorno y tajeo de la franja de estéril*

Contorno		
Espaciamiento entre barrenos	0.54	m
Burden	0.43	m
Burden (practico)	0.43	m
N taladros	5	Taladros
Concentración de carga de fondo	0.12	Kg/m
N cartuchos	1	Unidades/tl
Retacado	0.36	m
Longitud de carga de fondo	0.18	m
Longitud de carga de columna	0.98	m

El pasaporte de perforación y voladura de la franja de estéril se visualiza en la figura 41. Para mayor detalle, se recomienda revisar la propuesta de pasaporte en el anexo 10.

Figura 41. Malla de perforación y voladura de la franja de estéril

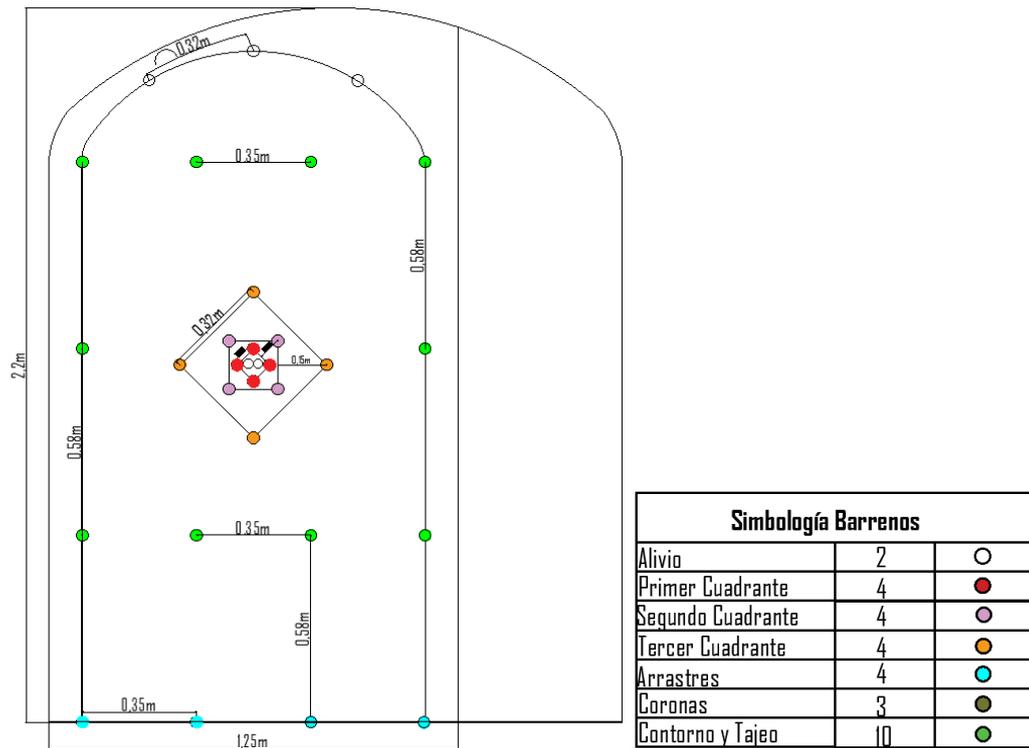


Tabla 55. Características de la franja de estéril

Características de la franja de estéril	
Sección	2.64 m ²
Avance Real	1.52 m
Volumen de roca excavada	4.01 m ³
Barrenos perforados	31
Barrenos libres	2
Barrenos cargados	29
Carga de fondo	Emulnor 3000
Carga de columna	Anfo
Iniciador	Fulminante N°8
Carga total de Anfo	11.88 Kg
Carga de columna	4.51 Kg

6.3.5.1. Parámetros de perforación y voladura de la franja de mineral. Se diseñó el pasaporte de perforación y voladura con los datos mostrados en la tabla 56.

Tabla 56. Características de la franja de mineral

Características de franja de estéril	
Ancho de franja	0.50 m
Alto de franja	2.20 m
Características de la roca	
Peso específico promedio del mineral;	4.95 Tn/m ³
Resistencia de la roca promedio	125.87 Mpa

Se estableció una malla de perforación y voladura para la franja de mineral de 0.50 m de ancho al tener una veta con una potencia promedio de 0.20 m que puede llegar a 0.35 m. esta malla se realizara posterior a la perforación y voladura de la franja de estéril, las características se visualizan en la tabla 57.

Figura 42. Malla de perforación y voladura de la franja de mineral

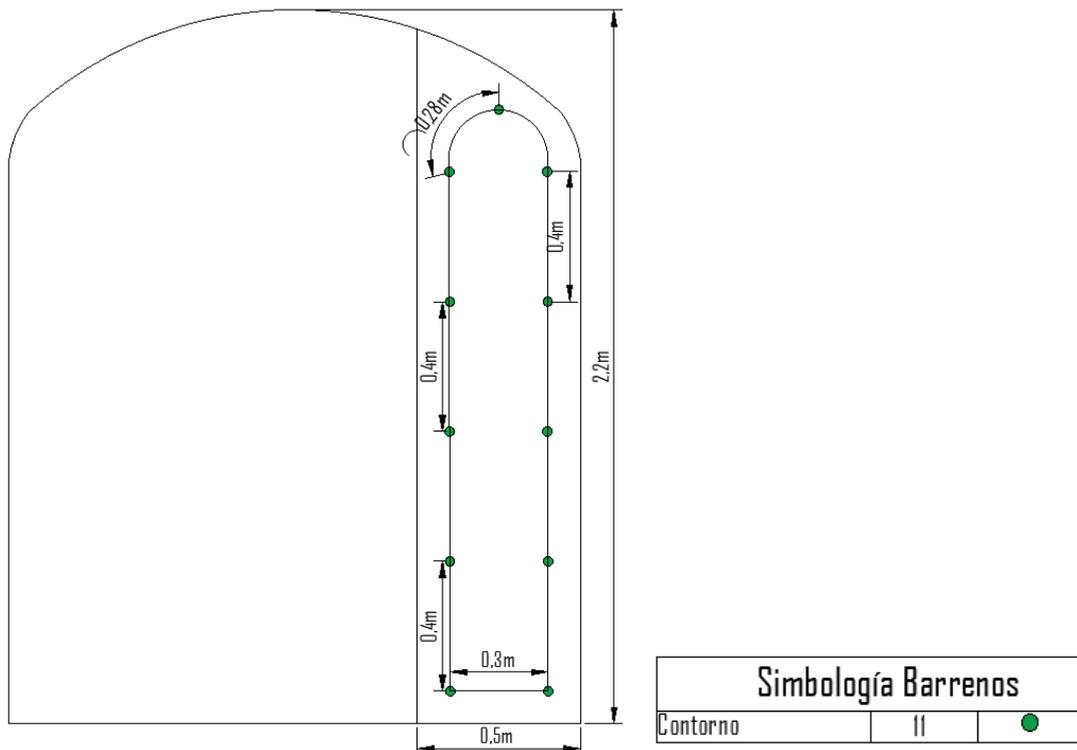


Tabla 57. Características de la malla de perforación y voladura de la franja de mineral.

Características de la franja de mineral	
Sección	1.01m ²
Avance Real	1.52 m
Volumen de roca excavada	1.53 m ³
Barrenos perforados	11
Barrenos libres	0
Barrenos cargados	11
Carga de fondo	Emulnor 3000

Características de la franja de mineral	
Carga de columna	Anfo
Iniciador	Fulminante N°8
Carga total de Anfo	5.5 Kg
Carga de columna	0.61 Kg

Revisar anexo 11 en donde se encuentra la malla de perforación y voladura de la franja de mineral

6.3.6. Franqueo de chimenea

Las chimeneas serán franqueadas siguiendo la mineralización de la veta. Su forma será rectangular.

6.3.6.1. Forma de la chimenea.

Ancho de chimenea.

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

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

$$B_{BT} = 1.20 + 0.30 * 2 + 0.05 * 2$$

$$B_{BT} = 1.50 \text{ m}$$

B_{BT} = Ancho del buzón de trasiego.

D_{MV} = tamaño de paso de personal 0.60 m

Ac = Ancho del canalón. 1.20 m

Dp = Diámetro de los puntales. 0.30 m

Npb = Número de paredes del buzón. 2

Dt = Diámetro de los tablones. 0.05 m

$$B = 1.50 + 0.60 = 2.10 \text{ m}$$

Largo

El largo de la chimenea se tomará de $H = 1,50$ m, debido a que esta dimensión es la altura necesaria para el paso del personal

Para avanzar en las chimeneas se utilizarán escaleras de acero con las siguientes medidas: 4 m de longitud, con un ancho de 0.30 m y un espesor de 0.05 m. para fijar establemente las escaleras se utilizarán pernos tipo Split.

Para analizar la estabilidad de las escaleras se utilizará las siguientes variables: el peso de una persona de 100 Kg, longitud de vigas de 4 m, sección externa de vigas 0.00016 m², sección interna de 0.0004 m², 14 escalones por escalera, longitud de escalones de 0.20 m, densidad de acero de 7850 kg/m³ en hierro.

Se calculará mediante las siguientes expresiones:

$$V_{ext/inter, viga} = Longitud * SeccionExterna/Interna$$

$$V_{exte viga} = 4m * 0.0048 m^2 = 0.019 m^3$$

$$V_{int viga} = 4m * 0.0004 m^2 = 0.0016 m^3$$

Para las 2 vigas verticales:

$$V_{ext/int, viga} = 2 * (V_{ext, viga} - V_{Int, viga})$$

$$\frac{V_{exte}}{inter} viga = 2 * (0.019 m^3 - 0.0016 m^3) = 0.0348 m^3$$

Para los escalones:

$$V_{ext/int, viga} = Longitud * SeccionExterna/Interna$$

$$V_{ext viga} = 0.20m * 0.0048 m^2 = 0.00096 m^3$$

$$V_{inter viga} = 0.20m * 0.0004 m^2 = 0.0008 m^3$$

Para los 12 escalones verticales:

$$V_{ext/int, viga} = 12 * (V_{ext, viga} - V_{Int, viga})$$

$$\frac{V_{ext}}{int}, viga = 12 * (0.00096 m^3 - 0.0008 m^3) = 0.00192 m^3$$

Volumen total:

$$V_{total} = 0.0348 m^3 + 0.00192 m^3 = 0.03672 m^3$$

Peso de la escalera:

$$\text{Peso de escalera} = (V_{\text{total}} * \text{densidad acero})$$

$$\text{Peso de escalera} = \left(0.03672 \text{ m}^3 * 7850 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \right) = 288.25 \text{ kg}$$

Peso de escalera con una persona de 100 kg en Newton:

$$\text{Peso de escalera} = 288.25 \text{ Kg} * 9.81 \frac{\text{m}}{\text{s}^2} = 2827.75 \text{ kg}$$

$$\text{Peso de persona} = 100 \text{ Kg} * 9.81 \frac{\text{m}}{\text{s}^2} = 981 \text{ kg}$$

En la distribución de cargas con 4 anclajes de expansión se obtiene:

$$\text{Carga puntual} = \frac{\text{peso esc} + \text{peso per}}{4} = \frac{2827.75 \text{ kg} + 981 \text{ kg}}{4} = 952 \text{ N}$$

Momento de fuerza en base a la escalera:

$$M = \frac{\text{carga} * \text{longitud}}{2} = \frac{3808.75 \text{ N} * 4\text{m}}{2} = 7617.5 \text{ N} * \text{m}$$

En base a los cálculos realizados se eligió por motivos de seguridad el anclaje expansivo de acero inoxidable FWA 16 x 140 A2, en tabla 58 se muestran sus características.

Tabla 58. Características del perno FWA 16 x 140 A2

Ø Broca (mm)	16
Longitud total del anclaje (mm)	140
Profundidad mínima de taladro en montaje a través (mm)	130 mm
Profundidad mínima de anclaje (mm)	80 mm
Espesor Max a fijar (mm)	50 mm
Carga máxima (KN)	8.5

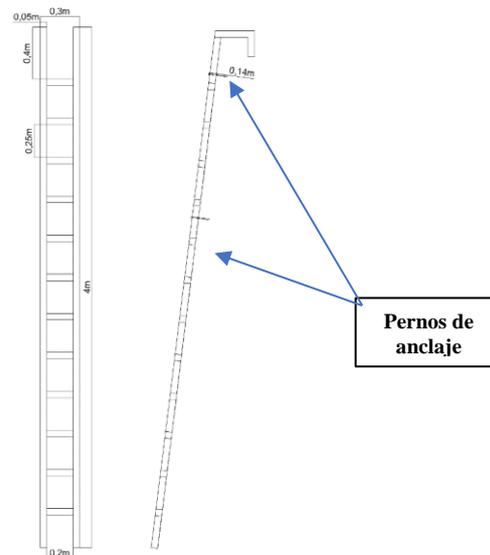
Nota. tomado de Fischer (2024)

Para calcular el factor de seguridad del perno de anclaje se tomó la siguiente expresión:

$$\text{Factor de seguridad} = \frac{8500 \text{ N}}{3808.75 \text{ N}} = 2.23$$

Se obtuvo un factor de seguridad de 2.23 por lo cual es un perno que soportara la carga ejercida sobre la escalera.

Figura 43. Dimensiones de escalera y perno de anclaje



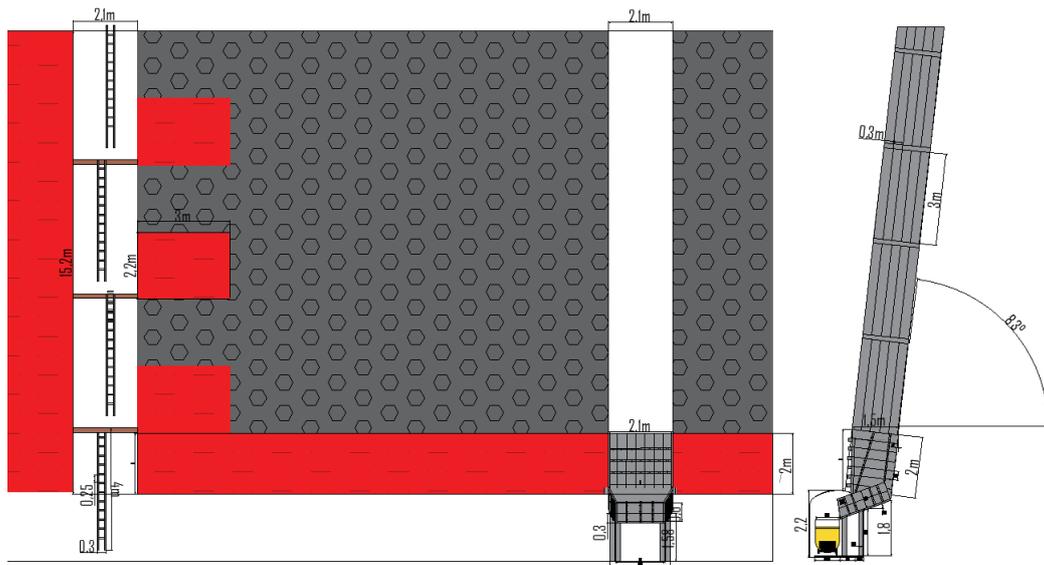
Para instalar las escaleras se iniciará escogiendo cuatro puntos libres de grietas, para la colocación de los pernos de anclaje, posteriormente se perforará mediante un taladro eléctrico con una broca de 16 mm perforando 9 cm de profundidad, al finalizar se limpiará los orificios con aire comprimido e introduciendo los pernos FWA 16 x 140 A2 para al final colocar la escalera.

Tabla 59. Materiales para infraestructura de chimeneas

Pernos de anclaje de expansión	200
Puntales de madera de 15 cm de diámetro x 2.10 m	8
Brocas de 16 cm	10
Taladro Eléctrico	2
Clavos de madera de 6 pulgada	7
Escaleras de acero estructural cuadrado negro galvanizado 4mx0.5mx0.02m	50
Anclajes FWA 16 x 140 A2	200

Las chimeneas de acceso y producción tendrán las mismas dimensiones diferenciado que en las de producción se colocan buzones, mientras que en las de acceso se colocaran escaleras para el personal. Se tiene previsto realizar 2 chimeneas de acceso.

Figura 44. *Diseño de chimeneas para paso de personal*



Parámetros de perforación y voladura de chimenea. Se diseñó el pasaporte de perforación y voladura en base a las características reflejadas en la tabla 60.

Tabla 60. *Características de la chimenea*

Características de chimenea	
Ancho de chimenea	2.10 m
largo de chimenea	1.50 m
Características de la roca	
Peso específico promedio de las rocas	2.74 Tn/m ³
Resistencia de la roca promedio	172.39 Mpa

Índices de voladura

- Concentración de carga de ANFO (Cc)

$$Cc = 0.81 \frac{Kg}{m^3}$$

- Potencia Relativa con Respecto al ANFO (S_{ANFO})

$$S_{ANFO} = 1.45$$

Características del barreno. Se realiza la perforación con barrenos de 1.60 m de longitud, utilizando brocas de pupos de 36 mm de diámetro. La eficiencia de perforación es del 95 %.

- Avance real de perforación

$$Ar = 1.60 * 0,95$$

$$Ar = 1.52 \text{ m}$$

- **Sección de franja**

$$Seccion = 2.20 \text{ m} * 1.50 \text{ m}$$

$$Seccion = 3.30 \text{ m}^2$$

- **Volumen de roca excavado**

$$VRA = Seccion * Longitud \text{ de eficiencia de perforacion}$$

$$VRA = 3.30 \text{ m}^2 * 1.52 \text{ m}$$

$$VRA = 5.016 \text{ m}^3$$

- **Número aproximado de barrenos**

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

$$N^{\circ} \text{ barr} = \frac{7.26 \text{ m}^2}{0.55} + (2 * 3.30)$$

$$N^{\circ} \text{ barr} = 20 \text{ barrenos}$$

- **Error de perforación (F):**

Desviación angular: 1 mm (0.001 m)

Error de emboquille (e'): 1 mm (0.001 m)

$$F = \alpha * L_{avance} + e' \quad Err_{per} = 0.001 * 1.52 + 0.001 = 0.0025$$

Cálculo de secciones.

6.3.6.2.Cuele. Se diseño un cuele con 4 secciones con dos taladros de alivio

Tabla 61. *Secciones de Burden de chimenea*

Cuadrante 1	
Burden en el 1er cuadrante	0.05 m
Burden en el 1ER cuadrante (practico)	0.05 m
Longitud de Burden (a)	0.07 m
Concentración de carga en el 1ER cuadrante	0.36 kg
Número de cartuchos	2 Unidades/tal
Retacado	0.36 m
Longitud de carga de fondo	0.54 m
Longitud de carga de columna	0.62 m

Cuadrante 2		
Burden en el 2DO cuadrante	0.07	m
Burden en el 2DO cuadrante (practico)	0.07	m
Longitud de Burden (a)	0.15	m
Concentración de carga en el 2DO cuadrante	0.27	kg
Numero cartuchos	3	Unidades/tal
Retacado	0.36	m
Longitud de carga de fondo	0.54	m
Longitud de carga de columna	0.62	m
Cuadrante 3		
Burden en el 3ER cuadrante	0.15	m
Burden en el 3ER cuadrante (practico)	0.15	m
Longitud de burden (a)	0.32	m
Concentración de carga en el 3ER cuadrante	0.23	kg
Numero cartuchos	2	unidades/tal
Retacado	0.36	m
Longitud de carga de fondo	0.36	m
Longitud de carga de columna	0.8	m
Cuadrante 4		
Burden en el 4TO cuadrante	0.32	m
Burden en el 4TO cuadrante (practico)	0.32	m
Longitud de Burden (a)	0.69	m
Concentración de carga en el 4TO cuadrante	0.16	kg
Numero cartuchos	2	unidades/tal
Retacado	0.36	m
Longitud de carga de fondo	0.36	m
Longitud de carga de columna	0.8	m

- **Arrastres**

Tabla 62. *Barrenos de arrastre de la chimenea*

ARRASTRES		
Constante corregida	1.57	m
Burden	0.42	m
Burden (practico)	0.42	m
Numero de taladros	6	TALADROS
Espaciamiento entre barrenos	0.35	m
Espaciamiento de taladros de esquina	0.35	m
Concentración de carga de fondo	0.12	Kg/m
Numero cartuchos	1	Unidades/TI
Retacado	0.36	m
Longitud de carga de fondo	0.18	m
Longitud de carga de columna	0.98	m

- **Corona**

Tabla 63. Barrenos de corona de la chimenea

Corona		
Espaciamiento entre barrenos	0.35	m
Burden	0.43	m
Burden (practico)	0.43	m
Numero de taladros	6	Taladros
Concentración de carga de fondo	0.12	Kg/m
N cartuchos	1	Unidades/tl
Retacado	0.36	m
Longitud de carga de fondo	0.18	m
Longitud de carga de columna	0.98	m

● **Contornos y tajeo**

Tabla 64. Barrenos de contorno y tajeo de la chimenea

Contorno		
Espaciamiento entre barrenos	0.50	m
Burden	0.43	m
Burden (practico)	0.43	m
N taladros	10	Taladros
Concentración de carga de fondo	0.12	Kg/m
N cartuchos	1	Unidades/tl
Retacado	0.36	m
Longitud de carga de fondo	0.18	m
Longitud de carga de columna	0.98	m

El pasaporte de perforación y voladura de la chimenea se visualiza en la figura 45. Para mayor detalle, se recomienda revisar la propuesta de pasaporte en el anexo 12.

Figura 45. Pasaporte de perforación y voladura de chimenea

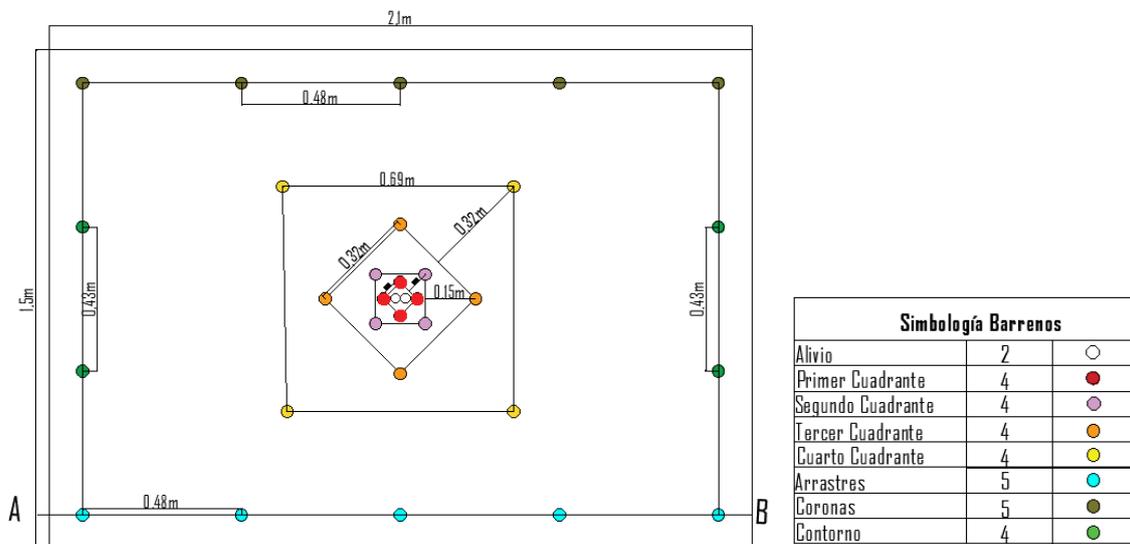


Tabla 65. Características de la voladura de las chimeneas

Características de la voladura en las chimeneas	
Sección	3.43 m ²
Avance Real	1.52 m
Volumen de roca excavada	5.21 m ³
Barrenos perforados	32
Barrenos libres	2
Barrenos cargados	30
Carga de fondo	EMULNOR 3000
Carga de columna	ANFO
Iniciador	Fulminante No 8
Carga total de ANFO	12 kg
Cantidad total de EMULNOR 300	5.35 Kg

6.3.7. Franqueo de buzones de trasiego

Se construirán los buzones de trasiego sobre la pared yacente de la veta, desempeñando la función de descargar y controlar la distribución de mineral hacia los vagones de transporte. La estructura principal y los soportes del buzón se elaborará utilizando madera, según se ilustra en la figura 46.

Los buzones se distribuirán a lo largo de la franja de seguridad, que tiene un espesor de 2 metros, con una separación de 20 metros entre cada buzón. En una cámara de explotación de 100 metros * 100 metros se construirán un total de 4 unidades. En total 9 buzones para toda la explotación de la veta, los materiales e insumo se muestran en la tabla 66.

Figura 46. Diseño de buzones de trasiego

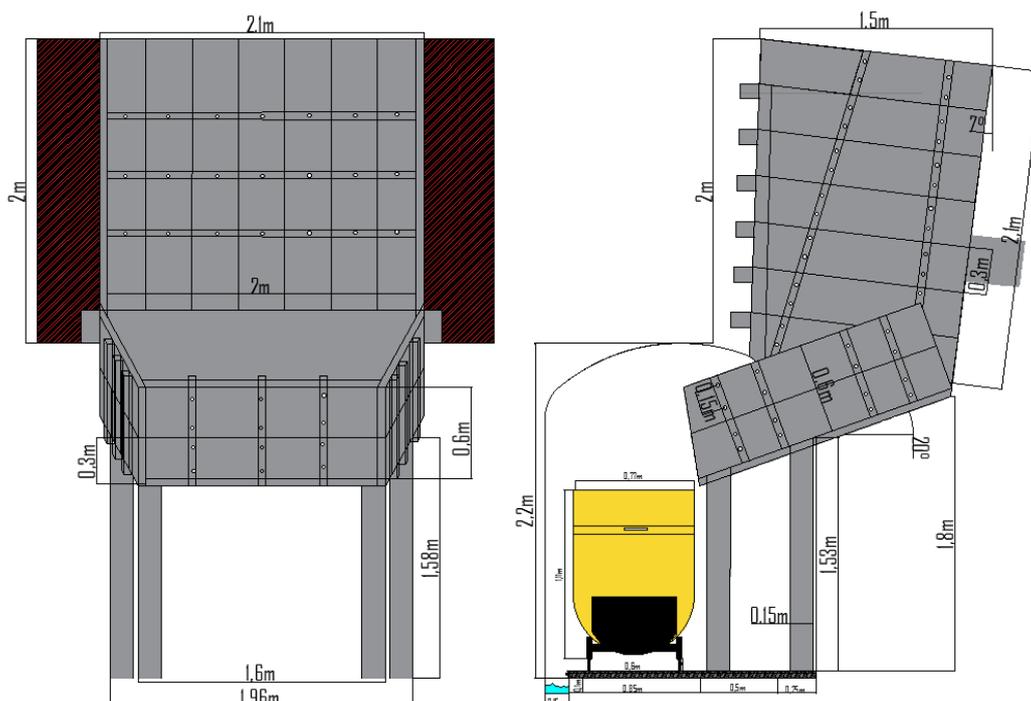


Tabla 66. *Materiales a usar en la construcción de buzones*

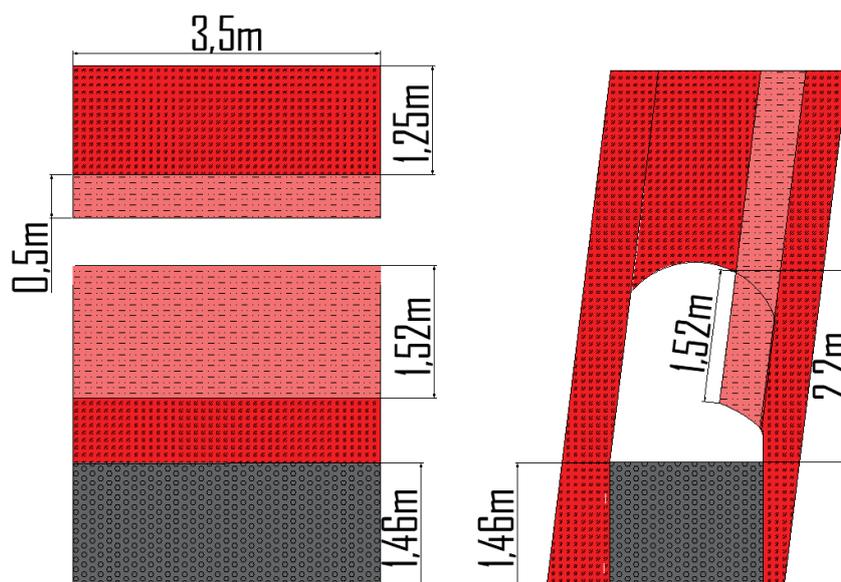
Tablones de madera 3m*20cm*5cm			
	Longitud (m)	Unidades	Unidades
Laterales	1.69	4	6.76
Tape	1.5	2	3
Techo	1.5	7	10.5
Lateral techo	2.10	7	14.7
Total, de tablones de 3 m a usar			13
Vigas de 5 cm*5cm	2	4	8
Clavos 5"	5"	150	150
Puntales de 15 cm*15 cm	2	4	4

Revisar anexo 15 en donde se encuentra el diseño de los buzones de trasiego.

6.3.8. *Diseño de Tajeo*

Para la extracción de la veta Ricota, se usarán dos tipos de mallas de perforación y voladura para lo cual se iniciará perforando y extrayendo el tajeo en mineral de 3.50 m de largo por 0.50 m de ancho con una profundidad de perforación efectiva de 1.52 m, posteriormente se realizará la voladura en estéril a lo cual se ha elaborado una malla de 3.50 m de largo por 1.25 de ancho y una longitud de perforación de 1.52 m. se dará en dos fases iniciando con la perforación y voladura en mineral, posteriormente realizar una voladura en el tajeo en estéril. Este proceso se llevara a cabo siempre que la resistencia a la compresión del mineral sea menor a la de la roca de caja.

Figura 47. *Dimensiones del tajeo*



En base a al diseño se tomó el volumen volado mediante AutoCAD, estableciendo la una sección de 4.38 m² al tener una longitud de perforación efectiva de 1.52 m se tendría un

volumen de 6.65 m³, con un coeficiente de esponjamiento de 35% se obtuvo un volumen real de 8.97 m³, lo cual podrá rellenar 1.46 m de altura.

$$Volumen = L1 * l2 * l3$$

$$L1 = \frac{volumen}{l2 * l3}$$

$$L1 = \frac{8.97 \text{ m}^3}{1.75 \text{ m} * 3.50 \text{ m}} = 1.46 \text{ m}$$

En base al tajeo de mineral se tiene una sección de 1.75 m², con una longitud de perforación de 1.52 se obtuvo un volumen real de 2.66 m³, al poseer un coeficiente de esponjamiento de 11% se obtuvo volumen real de 2.95 m³ que se producirán en la voladura.

Parámetros de perforación y voladura de tajeo en estéril. Para la elaboración de la malla de perforación y voladura de franja de tajeo en estéril se utilizó la metodología ubicada en los anexos y el resultado del cálculo se encuentra en la figura 49.

Figura 48. Malla de perforación y voladura de tajeo estéril

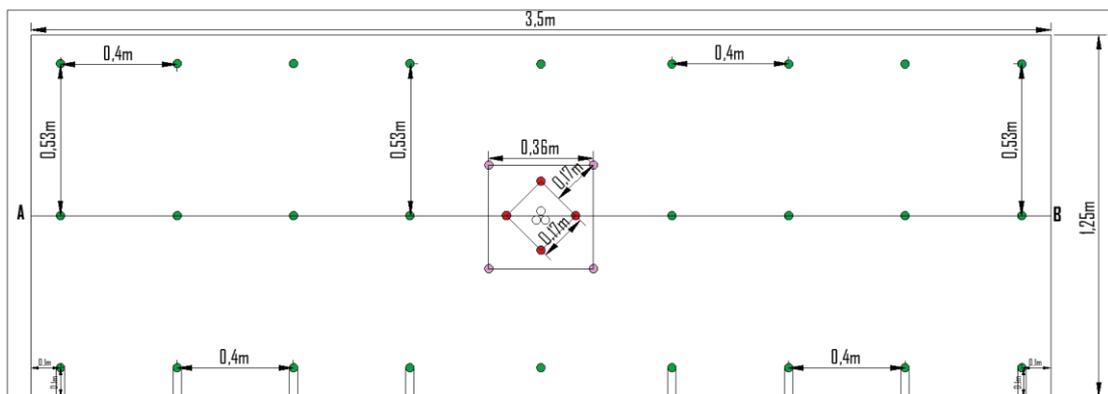


Tabla 67. Características de la voladura en tajeo

Características de la voladura en el tajeo de estéril	
Sección	4.38m ²
Avance Real	1.52 m
Volumen de roca excavada	6.65m ³
Barrenos perforados	37
Barrenos libres	3
Barrenos cargados	34
Carga de fondo	EMULNOR 3000
Carga de columna	ANFO
Iniciador	Fulminante No 8
Carga total de ANFO	16.51 Kg
Cantidad total de EMULNOR 300	5.5Kg

Revisar Anexo 13 en donde se encuentra la malla de perforación y voladura del tajeo en estéril.

Parámetros de perforación y voladura de tajeo en mineral . Para la elaboración de la malla de perforación y voladura de franja de tajeo en mineral se realizó una distribución de barrenos y los resultados se observan en la figura 50.

Figura 49. Malla de perforación y voladura tajeo mineral

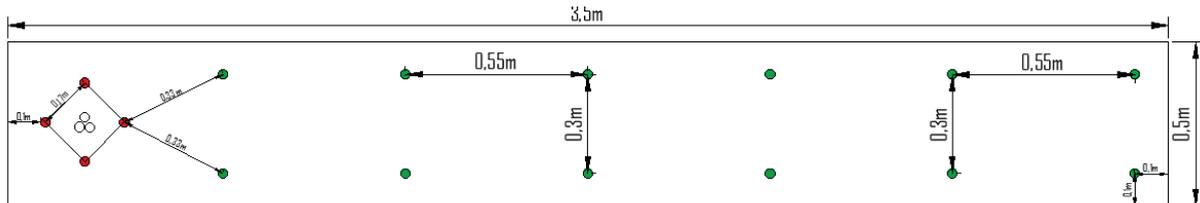


Tabla 68. Características de la malla de perforación y voladura de tajeo mineral

Características de la voladura en el tajeo mineral	
Sección	1.75 m ²
Avance Real	1.52m
Volumen de roca excavada	2.66m ³
Barrenos perforados	19
Barrenos libres	3
Barrenos cargados	16
Carga de fondo	EMULNOR 3000
Carga de columna	ANFO
Iniciador	Fulminante No 8
Carga total de ANFO	7 kg
Cantidad total de EMULNOR 300	1.59 Kg

Revisar Anexo 14 en donde se encuentra la malla de perforación y voladura del tajeo en mineral.

6.3.9. Diseño de explotación.

Para el diseño de las secciones se estableció que se trabajara con un porcentaje de dilución del 12% y una ley diluida del 0.98 g/Tn

Porcentaje de Dilución

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

Donde

g = ley mineral (2.45 g/Tn)

c = potencia promedio de mineral (0.20 m)

a = anchos promedio de la labor (0.50 m)

$$Dilucion = \frac{(0.50 \text{ m} - 0.20 \text{ m})}{2.45 \text{ g/Tn}} * 100$$

$$Dilucion = 12 \%$$

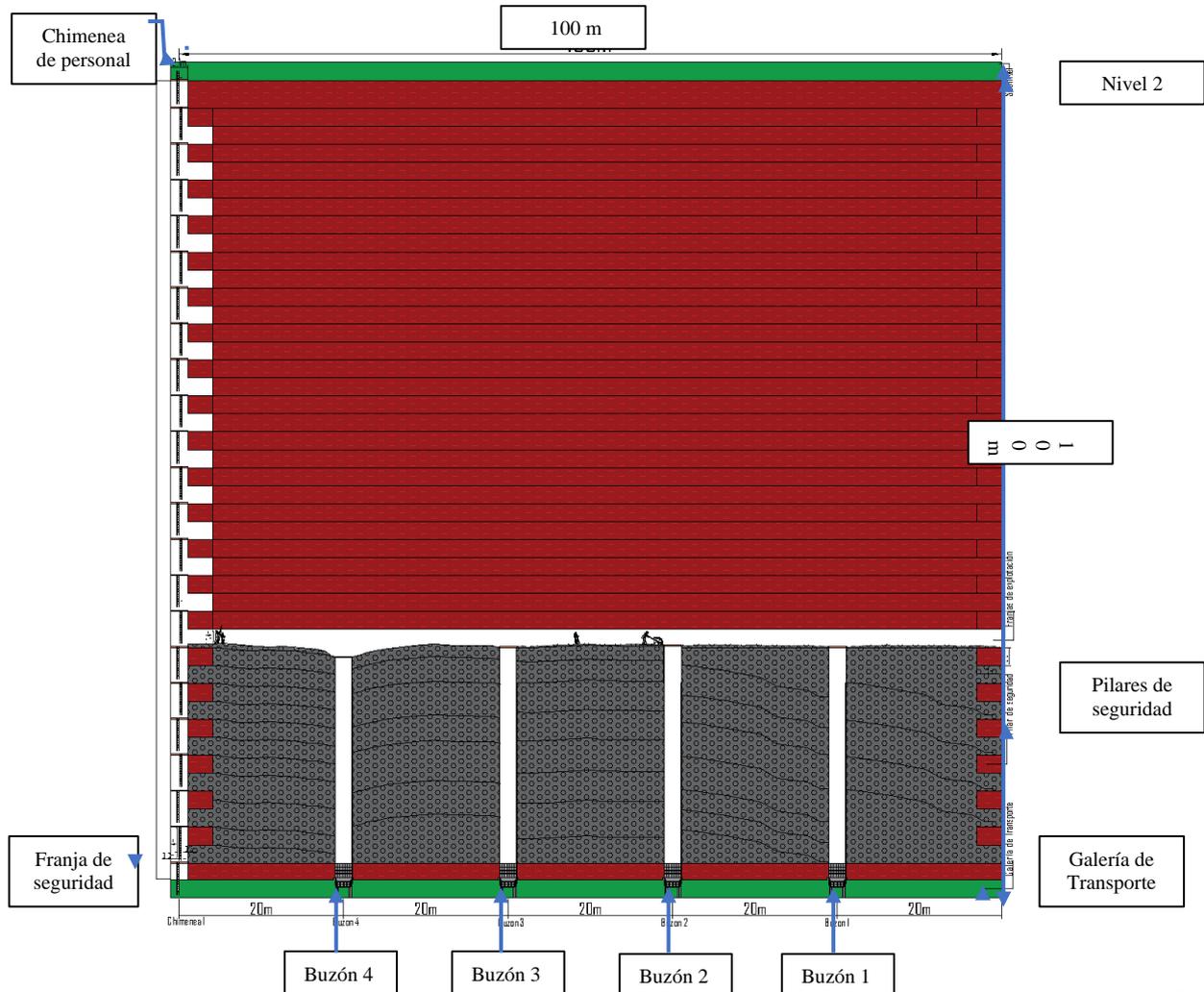
Ley diluida

$$Ley \text{ Diluida} = \frac{(g * c)}{a}$$

$$Ley \text{ Diluida} = \frac{(2.45 * 0.20)}{0.50} = 0.98 \frac{g}{Tn}$$

Las labores desarrolladas en el bloque 1 de la “Veta Ricota”. se visualizan en la figura 50.en donde se observan el diseño de explotación.

Figura 50. Bloque de explotación N°1



Revisar el Anexo 16 , en donde se detalla el diseño de explotación.

6.3.10. Ciclo de trabajo

Para la planificación del ciclo de trabajo en base a cada labor se utilizaron constantes en base a el equipo utilizado lo cual se refleja la siguiente tabla 69, las cuales fueron utilizadas para determinar el ciclo de trabajo que se refleja en la tabla 70, en donde se desglosan las horas que duraran cada una actividad.

Tabla 69. *Constantes para ciclo de trabajo*

Constantes	Valor escogido	Unidad
k1	0.9	S/u
k2	1.3	S/u
k3	1.2	S/u
K4	1	S/u

Tabla 70. Ciclo de trabajo

Datos	Galería de transporte	Corte Estéril	Corte Mineral	Chimenea buzón	Chimenea transporte	Tajeo estéril/mineral	Unidad
Numero de Barrenos	40	31	11	32	32	56	Barrenos
Barrenos Cargados	38	29	11	30	30	50	Barrenos
Volumen Extraído	5.21	4.01	1.53	5.21	5.21	9.31	m ³
Peso volumétrico	2.74	2.74	4.95	3.84	4.95	2.74	Tn/m ³
Coefficiente de esponjamiento	1.35	1.35	1.1	1.35	1.35	1.35	s/u
Capacidad del equipo	2	2	2	2	2	2	Tn
Volumen Real	6.04	4.65	1.68	6.04	6.04	7.71	m ³
Peones de Carga	3	3	3	3	3	3	Personas
Velocidad de Perforación	1.17	1.17	1.17	1.17	1.17	1.17	m/min
Longitud real de perforación	1.52	1.52	1.52	1.52	1.52	1.52	m
Equipos de perforación	1	1	1	1	1	1	Equipo
Tiempo de perforación	108.26	83.90	29.77	72.17	72.17	83.45	min
Ciclo de trabajo							
Tiempo de preparación	10.00	10.00	10.00	10.00	10.00	10	min
Tiempo de perforación	108.26	83.90	29.77	72.17	72.17	83.45	min
Carga de explosivos	47.4	36.2	13.7	37.4	37.4	42.4	min
Tiempo de ventilación	60	60	60	60	60	60	min
Tiempo de saneamiento	12	12	12	12	12	12	min
Numero de Vagones	9.00	7.00	4.00	12.00	12.00	11	Vagón
Tiempo de cargado por Vagón	3.00	5.00	5.10	5.21	5.21	6.65	min
Tiempo de cargado Total	27.0	35.0	20.4	62.5	62.5	60	min
Tiempo de acarreo ida	18.0	18.0	16.0	48.0	48.0	20	min
Tiempo de acarreo Vuelta	15.0	15.0	12.0	36.0	36.0	18	min
Tiempo de fortificación	20	20	30	30	20	20	min
Tiempo de seguridad	15	15	15	15	15	15	min
Tiempo total	344.67	317.08	227.99	400.33	390.33	10	min
Tiempo total	5.74	5.28	3.80	6.67	6.51	6	Hora

6.3.11. Planificación de la extracción

Para la planificación de la extracción de la veta Ricota se analiza la construcción de las diferentes labores que se iniciará con la galería de transporte, posteriormente la apertura de la chimenea de paso de personal, abertura de buzones, galería de corte y finalmente se dará la explotación mediante tajeo, los ciclos de trabajo se tomaron tomando en cuenta dos jornadas de 8 horas de trabajo.

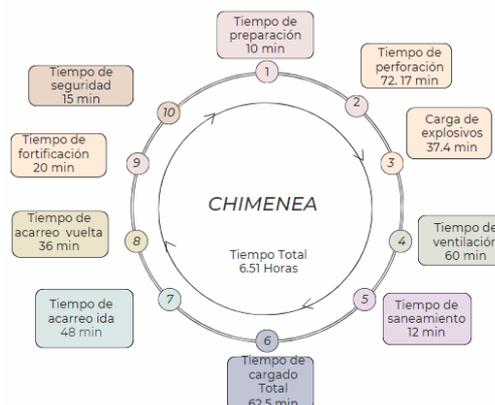
La apertura de la galería de transporte, que actualmente tiene un avance de 57 m, tiene como objetivo avanzar 191 metros, para alcanzar los 248 metros de proyección de la veta Ricota, esto se dará con avances de 1.52 metros que es la longitud de avance efectiva y para esta actividad se prevé que se ocupe 5.74 horas en su ciclo de trabajo.

Figura 51. Ciclo de trabajo en galería



La excavación de las chimeneas de transporte de personal tiene una duración cada ciclo de 6.51 horas con una longitud de avance de 1.52 m, se dará la construcción de 2 chimeneas de transporte de personal.

Figura 52. Ciclo de trabajo de Chimenea



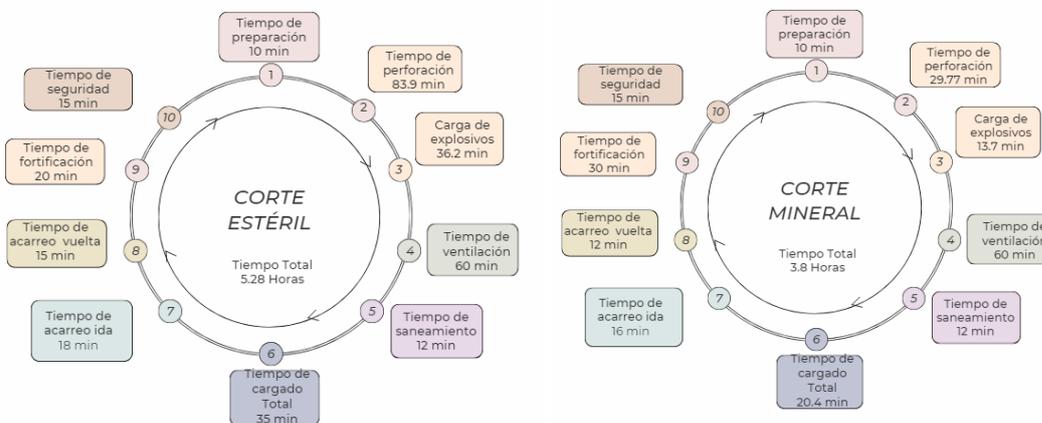
En la excavación de los buzones por 1.52 m de avance su ciclo se estima tenga una duración de 6.57 horas, se provee la construcción de 9 chimeneas.

Figura 53. Ciclo de trabajo de construcción de buzón



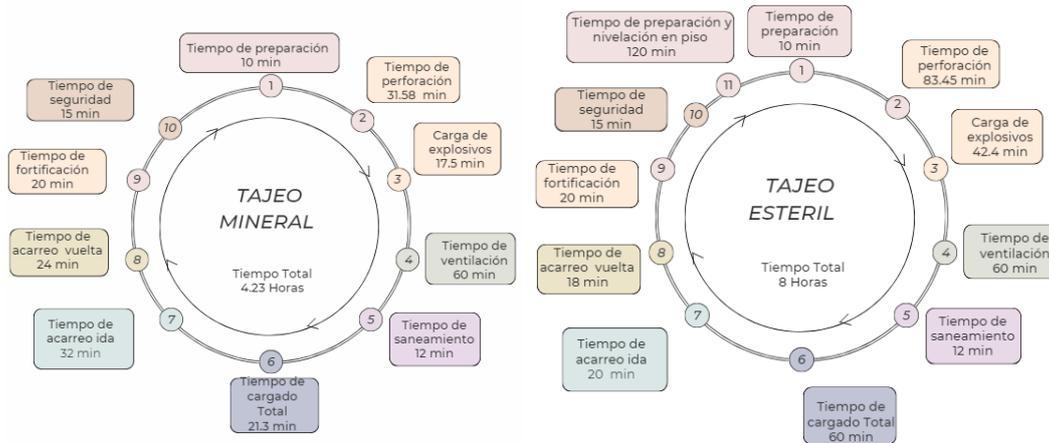
En la apertura de la galería de corte, se iniciará con la extracción de la franja de estéril, cuyo proceso tiene una duración de 5.28 horas. Posteriormente, la extracción de la franja de mineral tendrá una duración de 3.80 horas, esto se dará con un avance de 1.52 de longitud.

Figura 54. Ciclo de trabajo de Galería de Corte



La duración del ciclo de trabajo en el tajeo en estéril es de 6 horas, se ha tomado 2 hora adicionales para la nivelación del piso con el relleno de la voladura, esta nivelación. En el tajeo se tendrá una producción diaria de estéril de 8.97 m³ por voladura al realizar 3 voladuras se obtendrán 26.91 m³ con un tonelaje de 73.73 Tn de estéril producido diariamente, mientras que en mineral se obtendrá un volumen de 2.95 m³ por voladura al realizar en 3 voladuras se obtendrán 8.85 m³, con un tonelaje de 33.98 Tn

Figura 55. Ciclo de trabajo del tajeo



Con base en los requerimientos que se necesita para la explotación de la veta Ricota, se estableció que para explotar la veta Ricota se tomaran 3.8 años con dos jornadas diarias de 8 horas cada una, los valores ocupados se muestran en la tabla 70.

Tabla 71. Tiempo estimado de vida para la extracción de la veta Ricota

Datos	Galería de transporte	Corte Estéril	Corte Mineral	Chimenea buzón	Chimenea transporte	Tajeo Estéril/Mineral
Ley de diseño (gr/Tn)	0.33	0	0.98	0.32	0.32	0.98
Ciclo de Trabajo (H)	6.69	4.19	3.09	7.14	6.64	8
Longitud de avance	1.6	1.6	1.6	1.6	1.6	1.6
Longitud de avance	1.52	1.52	1.52	1.52	1.52	1.52
Longitud necesaria (m)	191	243	243	18	97.8	91.6
Numero de tiros	125.66	159.87	159.87	11.84	64.34	60.26
Tiempo total (H)	841.17	669.69	493.32	84.54	427.14	561.33
Jornadas 8 h	2	2	2	2	2	2
Tiempo Total en días	52.57	41.86	30.83	5.28	26.70	35.08
Numero de labores	1.00	1.00	1.00	8.00	2.00	28
Tiempo total días	52.57	41.86	30.83	42.27	53.3	982.32
Número total de días	1203.4 (3.8 años)					

En la tabla 72 se muestra el cronograma que se llevara al explotar la veta Ricota en donde se inician con las labores de preparación al seguir con la abertura de la galería de transporte, posteriormente la abertura de la chimenea, siguiente se realizara la construcción de los buzones de trasiego para posteriormente abrir la galería de corte, terminado así con la explotación de la veta ascendentemente en los 3 bloques de explotación mediante tajeos ascendentes.

6.3.12. Ventilación

El cálculo de la cantidad de aire para la ventilación se realizó para toda la mina, por lo cual se ha calculado el volumen necesario para los 3 frentes de trabajo planificados a explotar.

- **Veta Ricota**

Caudal de aire respecto al gasto de sustancia explosiva

$$Q_{SE} = \frac{A * B * \frac{100}{c} * \frac{k}{t}}{60}$$

Donde:

A = Cantidad de sustancia explosiva detonada simultáneamente (22 kg)

B = Cantidad convencional de gas carbónico, que se desprende en la voladura por 1 kg de Sustancia Explosiva 0.04 m³

c = Grado de la dilución de los productos de voladura (0.008%)

t = Tiempo de ventilación posterior a la voladura (60 min)

K = Coeficiente reserva de aire (1.45)

$$Q_{SE} = \frac{22 \text{ kg} * 0.04 * \frac{100}{0.008} * \frac{1.45}{60}}{60} = 1 \frac{\text{m}^3}{\text{seg}} = 60 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

Caudal de aire en base al número de personas

$$Q_m = \frac{q * n * k}{60}$$

Donde:

q = cantidad de aire por persona (4.2 m³/min debido a que la boca mina se encuentra a 1372 msnm)

n = cantidad total de personas al mismo tiempo (12 personas)

K: Coeficiente de reserva de aire (1.45)

$$Q_m = \frac{4.2 * 12 * 1.45}{60} = 1.22 \frac{\text{m}^3}{\text{seg}} = 73.08 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

Caudal de aire por la velocidad mínima

$$Q = V * S_{franq}$$

Dónde:

V = Velocidad mínima de aire (0.15 m³/seg)

S_{franq} = Sección de franqueo (3.43 m²)

$$Q = 0.15 \frac{m^3}{seg} * 3.43 m^2 = 0.51 \frac{m^3}{seg} = 31 \frac{m^3}{min}$$

Caudal total de aire necesario.

$$QT = (31 + 73.08 + 60) \frac{m^3}{min}$$

$$QT = 164.08 \frac{m^3}{min}$$

Caudal de aire según las fugas.

$$Q_{FU} = 0.15 * 164.08 \frac{m^3}{min} = 24.61 \frac{m^3}{min}$$

Caudal total de aire necesario incluyendo fugas.

$$Q_{Tf} = (164.08 + 24.61) \frac{m^3}{min}$$

$$Q_{Tf} = 188.69 \frac{m^3}{min}$$

- **Veta María José**

Tabla 73. Variables de ventilación de la veta María José

Variable	Resultado
Caudal de aire respecto al gasto de sustancia explosiva (22 kg)	60 $\frac{m^3}{min}$
Caudal de aire en base al número de personas (12 personas)	73.08 $\frac{m^3}{min}$
Caudal de aire por la velocidad mínima (sección de franqueo (3.43 m ²))	31 $\frac{m^3}{min}$
Caudal total de aire necesario.	164.08 $\frac{m^3}{min}$
Caudal de aire según las fugas.	24.61 $\frac{m^3}{min}$

Caudal total de aire necesario incluyendo fugas.	$188.69 \frac{m^3}{min}$
--	--------------------------

- **Veta Nicol**

Tabla 74. Variables de ventilación de la veta María José

Variable	Resultado
Caudal de aire respecto al gasto de sustancia explosiva (22 kg)	$60 \frac{m^3}{min}$
Caudal de aire en base al número de personas (11 personas)	$67 \frac{m^3}{min}$
Caudal de aire por la velocidad mínima ((sección de franqueo (3.43 m ²)))	$31 \frac{m^3}{min}$
Caudal total de aire necesario.	$158 \frac{m^3}{min}$
Caudal de aire según las fugas.	$23.7 \frac{m^3}{min}$
Caudal total de aire necesario incluyendo fugas.	$181.7 \frac{m^3}{min}$

Cantidad total de aire para toda la mina

$$Q_{TOTAL} = Q_{V1} + Q_{V2} + Q_{V3}$$

$$Q_{TOTAL} = 188.69 + 188.69 + 181.7$$

$$Q_{TOTAL} = 600 \frac{m^3}{min}$$

Diámetro de tubería de ventilación

$$D_{ven} = 0.25 * \sqrt{seccion}$$

$$D_{ven} = 0.25 * \sqrt{3.43 m^2}$$

$$D_{ven} = 0.50 m$$

Distancia del extremo de la manga de la ventilación al frente de explotación

$$L_{tb} = 3 * \sqrt{sfranqueo}$$

$$L_{tb} = 3 * \sqrt{3.43 m^2}$$

$$L_{tb} = 6 m$$

En función del caudal requerido de aire se ha considerado implementar un ventilador axial VA70F-40 de la empresa Induminer, el cual permite la circulación de aire de 6.8 a 11.3 m³/seg (10 m³/seg). Las especificaciones técnicas se muestran en la tabla 75.

Tabla 75. Catálogo de ventiladores

Ventiladores axiales					
Nombre	Diam. Rotor (mm)	Caudal (q) (m ³ /s)	Presión (pa)	Potencia hp	Voltaje (v)
VA70F-40	7000	5.8 -11.3	2770 -530	10.06	220

Nota. Tomado de Induminer (2015)

El ventilador axial permite acoplarse a un ducto de ventilación de 19 ft de diámetro, además en base a los cálculos el ducto de ventilación será colocado a 6 metros de los frentes de trabajo. Las especificaciones se muestran en la tabla 76.

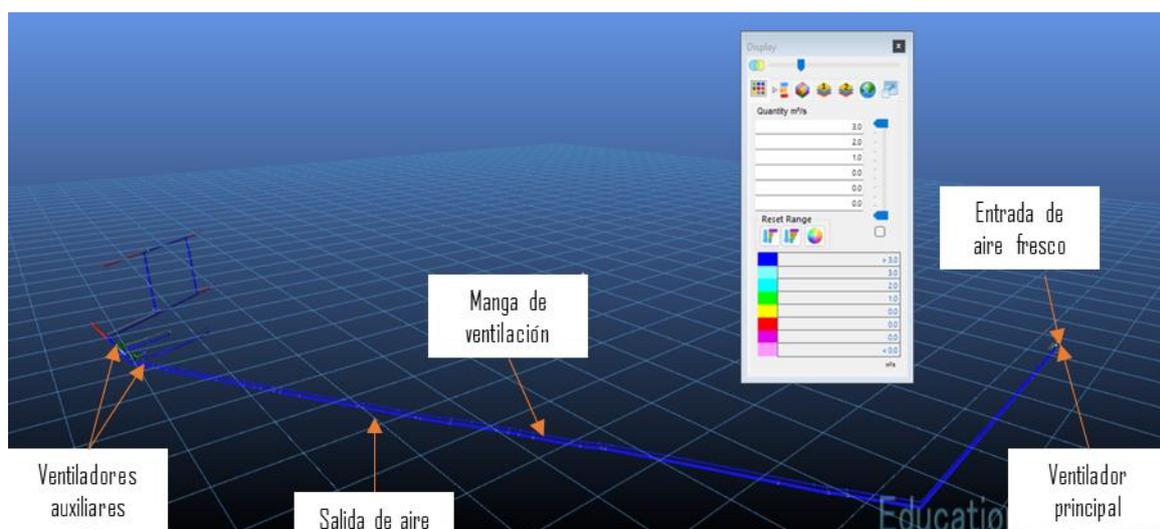
Tabla 76. Características de los ductos SCHUSSLER S.A.

Ductos de ventilación				
Marca	Diam. (ft)	Revestimiento	Material base	Color
SCHUSSLER S.A.	19	PVC	Poliéster	Naranja

Nota. Tomado de SCHUSSLER S.A (S.f)

Adicional a esto se utilizará 2 blowers pertenecientes a la empresa, descritos anteriormente. Para los 2 frentes de trabajo que necesitan ventilación. En este caso se ha elegido una ventilación soplante mediante las mangas de ventilación y los 3 ventiladores auxiliares. El esquema de ventilación se puede observar en la imagen 57.

Figura 56. Modelo de circuito de ventilación



6.3.13. Saneamiento.

Al culminar el tiempo de ventilación (60 min) en los frentes de trabajo se procede a examinar la efectividad de la voladura controlando si existe tiros que no han detonado, posteriormente se riega las paredes laterales y el techo de la galería con el fin de descubrir los pedazos de rocas sueltas que serán removidas con una barreta (1.80 m).

6.3.14. Acarreo, Carga y Transporte.

Para el acarreo del mineral desde los frentes de trabajo hasta los buzones se utilizarán carros mineros modelo Z20 con capacidad de 1.1 m³. Las características se muestran en la figura 57 y tabla 77.

Figura 57. Carro minero tipo Z20



Nota. Tomado de JSC (2024)

Tabla 77. Características del carro minero modelo Z20

Carro minero	
Modelo	Z20
Capacidad	1.1 m ³
Ancho Total	770 mm
Long. Total	1500 mm
Distancia entre ejes	400 mm
Diámetro de ruedas	500 mm
Altura de chasis tipo U	105 mm
Ancho de vía	600 mm
Balancín	A-36 de 7mm. espesor
Sistema de freno	Pedal de resorte

Nota. Tomado de JSC (2024)

El material estéril y mineral se cargará desde los buzones a los carros mineros para posteriormente ser transportados. Se utilizarán vagones tipo U con una capacidad de 2 Tn. Las características de estos vagones se colocan en la tabla 77.

Tabla 78. Especificaciones de carro minero

Carro minero	
Modelo	U-3
Capacidad	2 Tn
Ancho Total	770 mm
Long. Total	1500 mm
Distancia entre ejes	610 mm
Diámetro de ruedas	300 mm
Ancho de vía	600 mm

Nota. Datos proporcionados por la empresa

El transporte desde la galería principal hasta el exterior se realizará mediante la locomotora modelo CT Y5/6G. perteneciente a la empresa. con una capacidad de 16 Tn. Las características de la locomotora se muestran en la tabla 78.

Tabla 79. Especificaciones de Locomotora CT Y5/6G

Locomotora CT Y5/6G			
Modelo	CT Y5/6G	Longitud	2850mm
Capacidad de tracción	16 Tn	Ancho	900 mm
Peso total	5 Tn	Altura	1500mm
Velocidad	7 km/h	Distancia entre ejes	600 mm
Min. El radio de giro	6 m	Diámetro de rueda	520mm
Ancho de vía	6030 mm		
Alimentación capacidad	385 Ah		

Nota. Tomado de Shandong China Coal Industrial & Mining Supplies Group (2024)

6.3.15. Alumbrado

Para tener un ambiente optimo y seguro de trabajo para el personal, se colocarán 18 luminarias de 8.5 W sobre los 248 m de galería transporte, separadas cada 14 metros, su cálculo se dio en base al método de lúmenes.

Cálculo de lux para una bombilla

$$E = \frac{\phi}{s}$$

Donde:

ϕ = Lumens de bombilla (806 lm)

S = área de superficie iluminar (3.43 m²)

$$E = \frac{806 \text{ lm}}{3.43 \text{ m}^2}$$

$$E = 234 \text{ lux}$$

Altura entre luminarias y techo de galería

$$d' = d - h$$

$$d' = 2.20 - 2.20 = 0 \text{ m}$$

Donde:

d = altura del plano de trabajo del techo (2.20 m)

h = Altura entre el plano de trabajo y el plano de luminarias (2.20 m)

Índice del local

$$K = \frac{3 * a * b}{2 * h * (a + b)}$$

Donde:

a = Ancho promedio de galería (1.75 m)

b = longitud de alumbrado de galería (248 m)

h = Altura entre el plano de trabajo y el plano de luminarias (2.20 m)

$$K = \frac{3 * 1.75 \text{ m} * 248 \text{ m}}{2 * 2.20 \text{ m} * (1.75 \text{ m} + 248)}$$

$$K = 1.20$$

Coefficientes de reflexión

En base a la tabla 14 se tomaron los siguientes factores de reflexión:

- Techo = factor de reflexión (0.5)
- Paredes = factor de reflexión (0.3)
- Piso = factor de reflexión (0.3)

Factor de utilización

- Factor de utilización = 0.51

Coefficiente de mantenimiento (Cm)

Se utiliza un Coeficiente de mantenimiento = 0.6 ambiente sucios

Flujo luminoso total

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

Donde:

Em = Lumen por m², deseado (10 lux)

S = Superficie iluminar (248*1.75= 434 m)

Cu = Coeficiente de utilización (0.51)

Cm = Coeficiente de mantenimiento (0.6)

$$\phi T = \frac{10 \text{ lux} * 434 \text{ m}}{0.51 * 0.6}$$

$$\phi T = 14183 \text{ lm}$$

Numero de luminaria

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

Donde:

ΦT: flujo luminoso total.

n = número de lámparas por luminaria: 1 bombilla Led de 8.5 W.

ΦL: flujo luminoso de una lámpara: 806 Lm

$$N = \frac{14183 \text{ lm}}{1 * 806}$$

$$N = 18 \text{ luminarias}$$

Distancia de luminaria

$$Distancia = \frac{248 \text{ m}}{18 \text{ luminarias}}$$

$$Distancia = 14 \text{ metros}$$

Adicional se contará con linternas de casco modelo WISDOM KL8M para cada personal, lo cual permitirá movilizarse libremente dentro de la mina, las características de las misma se reflejan en la tabla 80.

Figura 58. *Linterna de casco*



Nota. Tomad de WISDOM (2024)

Tabla 80. *Características de las linternas WISDOM KL8M*

Capacidad de batería	10.4 Ah
Luminosidad a 1m	24 000 Luxes
Horas de Iluminación	13 horas
Tiempo de cargado	6-8 horas
Vida útil	1200 cargas aproximado

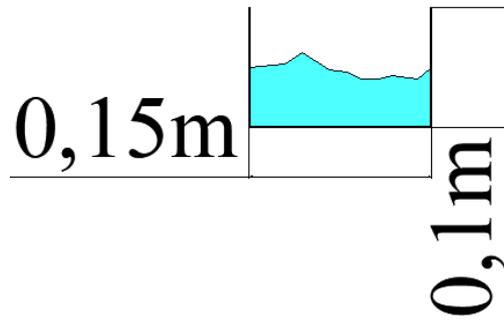
Nota. Tomad de WISDOM (2024)

6.3.16. Drenaje

Al examinar el estado del macizo rocoso en el frente de trabajo se visualizó que no existe presencia de agua en las fracturas, sino que únicamente se evidencia un caudal 0.24 Litro/seg al momento de realizar la perforación en el lugar.

Para generar una evacuación eficiente de agua producto de la perforación y para futuras labores, se ha diseñado una cuneta tipo rectangular de 0.10 m de alto *0.15 m de ancho, que facilitara la evacuación de agua con una pendiente al 1/1000, en la cual están proyectados los frentes de trabajo. En la figura 59 se muestra el diseño de la cuenta.

Figura 59. Dimensiones de la cuneta de desagüe

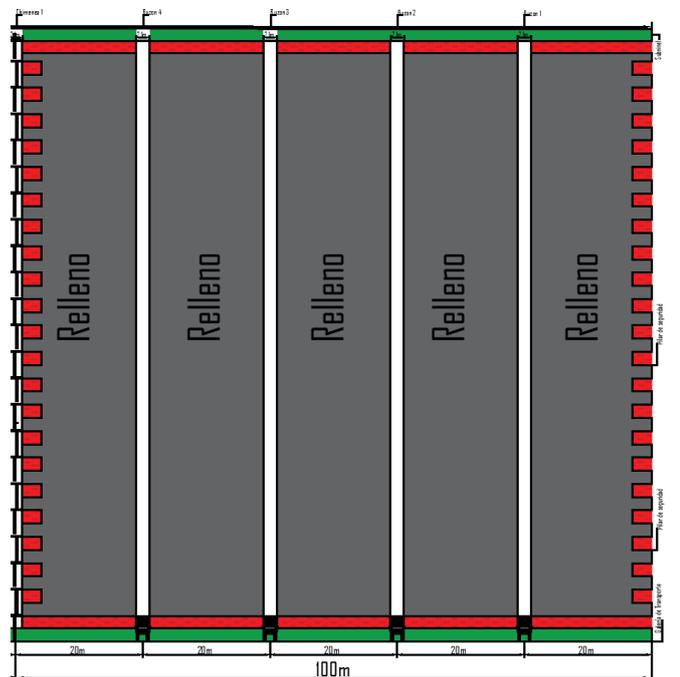


6.3.17. Fortificación .

El estado del macizo rocoso según las clasificaciones geomecánicas realizadas (RMR Bieniawski & Q de Barton) recomienda que no exista fortificación , debido a que la roca tiene una consideración buena y además las secciones abiertas son pequeñas

En cuanto al soporte que se ocupara en los bloques de explotación, se ocupara el material estéril producto de la voladura.(Ver Figura 60)

Figura 60. Forma de relleno de bloque de explotación



6.3.18. Análisis de costos

Recursos reales posterior al sistema de explotación: Geométricamente mediante el uso de AutoCAD se ha estimado los recursos reales que se va a tener al explotar la veta Ricota

, para lo cual excluyo el volumen correspondiente a la franja de seguridad y los pilares de seguridad. Como resultado, se ha estimado un total de 42 698.16 g Au (eq).(ver tabla 81)

Tabla 81. *Cálculo de recursos posterior explotación de la veta Ricota*

Numero de bloque	Área (m ²)	Área real (Buz= 83°)	Potencia (m)	Toneladas (Tn)	Ley diluida (g/Tn)	Recursos minerales (g)
Bloque 1	9144.885	9213.56	0.5	17690.04	0.98	17336.24
Bloque 2	9144.885	9213.56	0.5	17690.04	0.98	17336.24
Bloque 3	4233.558	4265.35	0.5	8189.47	0.98	8025.68
Total				43569.55		42 698.16

6.3.18.1 Ingresos. Los ingresos que determinarán el valor a recaudar, se obtendrán producto de explotación de la veta Ricota, se obtuvieron tomando en cuenta únicamente los recursos que se va explotar y el porcentaje de recuperación en planta, sin tomar en cuenta el área de pilares y franjas de seguridad y el valor de venta base que en el año se ha mantenido que es de USD 65, el resultado se visualiza en la tabla 82.

Tabla 82. Ingresos que se obtendrán al explotar la veta

Tonelaje (Tn)	Ley diluida (g/Tn)	Porcentaje recuperación en planta	Recursos (g)	Precio Au (USD/g) (17-enero-2024)	Valor Total (USD)
43569.55	0.98	80%	42698.16	65	2 220 304.3

6.3.18.2 Egresos. Dentro de los egresos se tomaron en cuenta todas las actividades, materiales, herramientas que se ocuparan para la explotación de la veta Ricota se han clasificado en costos directos e indirectos.

Costos directos

Costos de personal. Para el costo de persona se tomó en cuenta del sueldo de los profesionales, operarios, personal administrativo, en comparación con el sueldo básico unificado que está establecido en Ecuador, los décimos tercer y cuarto sueldo, vacaciones, fondos de reserva correspondiente al 8.33% del sueldo percibido de un trabajador que genera aportaciones patronales equivalentes al 11.15% de su sueldo mensual. Adicionalmente, las contribuciones al IECE-SECAP representan el 1% del salario mensual. Los sueldos se visualizan en la tabla 83 y 84.

Tabla 83. Costos de personal

Costos de personal							
Cargo	Sueldo Nominal 1	Código IESS	Salario Básico unificado (USD)	Salario Mínimo o sectorial al 2024 (USD)	Días Laborables	Días/mes	Días no laborables
Ingeniero de Minas	800	0403000000026	460	622.26	312	26	53
Perforistas	700	0430000000034	460	622.26	312	26	53
Ayudante de perforista	600	0403132000036	460	622.26	312	26	53
Obrero Cargador	500	0403132000054	460	622.26	312	26	53

Tabla 84. Costos de salarios

Cargo	Salario Nomina 1 Diario	constante	Factor de Mayoración	Décimo Tercer Sueldo	Décimo cuarto	Seguro social 12.15%	Fondos de reserva
Ingeniero de Minas	30.77	0.15	4.62	3.10	1.78	4.52	3.10
Perforistas	26.92	0.15	4.04	2.71	1.78	3.96	2.71
Ayudante de perforista	23.08	0.15	3.46	2.33	1.78	3.39	2.33
Obrero Cargador	19.23	0.15	2.88	1.94	1.78	2.83	1.94

Se determino el valor real de pago que se deberá cancelar por hora y tomando en cuenta el sueldo nominal, salario real y salario nominal

Tabla 85. Salarios horas

b	Factor real de pago	Sueldo Nominal por Mes (USD/Mes)	Salario real USD/Mes	Salario nominal	Salarios USD/h
Ingeniero de Minas	1.56	800	1245.14	47.89	2.99
Perforistas	1.56	700	1095.29	42.13	2.63
Ayudante de perforista	1.58	600	945.44	36.36	2.27
Obrero Cargador	1.59	500	795.60	30.60	1.91

En la tabla 86 se tomaron en cuenta los valores del costo por día del personal de trabajo en las 2 jornadas de trabajo proyectadas a laborar.

Tabla 86. Costos de personal de la veta Ricota

Costo de personal-Perforación-voladura-Carga-supervisión		
Cargo	Cantidad	Costo día (USD/ml)
Ingeniero de Minas	1	47.89
Perforistas	4	168.51
Ayudante de perforista	4	145.45
Obrero Cargador	6	183.60
Locomotor	2	61.20
Obrero	6	183.60
Total		790.25

Costos de perforación y voladura para cada labor. Se tomaron en cuenta los costos de consumo de acero, las herramientas a utilizar, este costo esta por metro lineal, se tomó en cuenta la abertura de la galería de transporte, galería de corte, tajeo, buzones y chimeneas de paso personal.

Tabla 87. Costos de perforación y voladura para galería de transporte

Costos de Perforación y voladura Galería de transporte						
Material	Vida útil (mP/U)	P unitario (USD)	Costo USD/mP	Metros perforados	Costo (USD/ml)	
Barra de Perforación 1.6 m	450	120	0.27	191	50.93	
Broca de 36 mm	155	9	0.06	191	11.09	
Aceite	50	16	0.32	191	61.12	
Agua	1	0	0.00	0	0.00	
Total						123.14 ml
Costo explosivo						
Insumo	Cantidad	Unidad	P unitario (USD)	Costo (USD/ml)		
Fulminante	38	Unidad	0.44	16.72		
Emulnor 3000	62	Unidad	0.8	49.60		
Anfo	20	Kg	1.4	28.00		
Mecha lenta	69	M	0.44	30.36		
Arena	30	Kg	0.15	4.50		
Subtotal				129.18 ml		

Tabla 88. Costos de perforación y voladura galería de corte estéril

Costos de Perforación y voladura Galería de corte estéril					
Material	Vida útil (mP/U)	P unitario (USD)	Costo USD/mP	Metros perforados	Costo (USD/ml)
Barra de Perforación 1.6 m	450	120	0.27	243	64.80
Broca de 36 mm	155	9	0.06	243	14.11
Aceite	50	16	0.32	243	77.76
Agua	1	0	0.00	243	0.00
Total					156.67 ml
Costo explosivo					
Insumo	Cantidad	Unidad	P unitario (USD)	Costo (USD/ml)	
Fulminante	29	Unidad	0.44	12.76	
Emulnor 3000	41	Unidad	0.8	32.80	
Anfo	11.88	kg	1.4	16.63	
Mecha lenta	47	m	0.40	18.80	
Arena	22	kg	0.15	3.30	
Subtotal				84.29 ml	

Tabla 89. Costos de perforación y voladura galería de corte mineral

Costos de Perforación y voladura Galería de corte mineral					
Material	Vida útil (mP/U)	P unitario (USD)	Costo USD/mP	Metros perforados	Costo (USD/ml)
Barra de Perforación 1.6 m	450	120	0.27	243	64.80
Broca de 36 mm	155	9	0.06	243	14.11
Aceite	50	16	0.32	243	77.76
Agua	1	0	0.00	243	0.00
Total					156.67 ml
Costo explosivo					
Insumo	Cantidad	Unidad	P unitario (USD)	Costo (USD/ml)	
Fulminante	11	Unidad	0.44	4.84	
Emulnor 3000	6	Unidad	0.8	4.80	
Anfo	5.5	kg	1.4	7.70	
Mecha lenta	20.4	m	0.4	8.16	
Arena	10.6	kg	0.15	1.59	
Subtotal				27.09 ml	

Tabla 90. Costos de perforación y voladura de buzones

Costos de Perforación y voladura buzones					
Material	Vida útil (mP/U)	P unitario (USD)	Costo USD/mP	Metros perforados	Costo (USD/ml)
Barra de Perforación 1.6 m	450	120	0.27	18	4.80
Broca de 36 mm	155	9	0.06	18	1.05
Aceite	50	16	0.32	18	5.76
Agua	1	0	0.00	18	0.00
Total					11.61 ml
Costo explosivo					

Insumo	Cantidad	Unidad	P unitario (USD)	Costo (USD/ml)
Fulminante	30	Unidad	0.44	13.20
Emulnor 3000	49	Unidad	0.8	39.20
Anfo	12	kg	1.4	16.80
Mecha lenta	54.6	m	0.4	21.84
Arena	25	kg	0.15	3.75
Subtotal				94.74 ml

Tabla 91. Costos de perforación y voladura de chimeneas

Costos de Perforación y voladura de chimeneas						
Material	Vida útil (mP/U)	P unitario (USD)	Costo USD/mP	Metros perforados	Costo (USD/ml)	
Barra de Perforación 1.6 m	450	120	0.27	195.6	52.16	
Broca de 36 mm	155	9	0.06	195.6	11.36	
Aceite	50	16	0.32	195.6	62.59	
Agua	1	0	0.00	195.6	0.00	
Total						126.11 ml
Costo explosivo						
Insumo	Cantidad	Unidad	P unitario (USD)	Costo (USD/ml)		
Fulminante	30	Unidad	0.44	13.20		
Emulnor 3000	49	Unidad	0.8	39.20		
Anfo	12	kg	1.4	16.80		
Mecha lenta	54.6	m	0.4	21.84		
Arena	25	kg	0.15	3.75		
Subtotal						94.79 ml

Tabla 92. Costos de perforación y voladura de tajeo estéril

Costos de Perforación y voladura tajeo estéril						
Material	Vida útil (mP/U)	P unitario (USD)	Costo USD/mP	Metros perforados	Costo (USD/ml)	
Barra de Perforación 1.6 m	450	120	0.27	274.8	73.28	
Broca de 36 mm	155	9	0.06	274.8	15.96	
Aceite	50	16	0.32	274.8	87.94	
Agua	1	0	0.00	274.8	0.00	
Total						177.17 ml
Costo explosivo						
Insumo	Cantidad	Unidad	P unitario (USD)	Costo (USD/ml)		
Fulminante	34	Unidad	0.44	14.96		
Emulnor 3000	50	Unidad	0.8	40.00		
Anfo	16.51	kg	1.4	23.11		
Mecha lenta	60	m	0.4	24.00		
Arena	30	kg	0.15	4.50		
Subtotal						106.57 ml

Tabla 93. Costos de perforación y voladura de tajeo mineral

Costos de Perforación y voladura tajeo mineral					
Material	Vida útil (mP/U)	P unitario (USD)	Costo USD/mP	Metros perforados	Costo (USD/ml)
Barra de Perforación 1.6 m	450	120	0.27	274.8	73.28
Broca de 36 mm	b155	9	0.06	274.8	15.96
Aceite	50	16	0.32	274.8	87.94
Agua	1	0	0.00	274.8	0.00
Total					177.17 ml
Costo explosivo					
Insumo	Cantidad	Unidad	P unitario (USD)	Costo (USD/ml)	
Fulminante	12	Unidad	0.44	5.28	
Emulnor 3000	12	Unidad	0.8	9.60	
Anfo	7	kg	1.4	9.80	
Mecha lenta	19.8	m	0.4	7.92	
Arena	15	kg	0.15	2.25	
Subtotal				34.85 ml	

En la tabla 94 se resumen los costos totales que se darán en base a las dimensiones de las voladuras que se realizar, en esta tabla se detalla cuanto fulminante, emulnor 3000, Anfo, mecha lenta y arena se ocupa.

Tabla 94. Resumen de gasto explosivo total a utilizar

Insumo	Galería	Chimenea	Buzones	Corte estéril	Corte mineral	Tajeo estéril	Tajeo mineral
Fulminante (unidad)	4775.00	1930.26	355.26	4636.18	1758.55	2882.09	1556.30
Emulnor 3000 (unidad)	7790.79	3152.76	580.26	6554.61	959.21	3846.30	1556.30
Anfo (Kg)	2513.16	772.11	142.11	1899.24	879.28	1480.94	907.84
Mecha lenta (m)	8670.39	3513.08	646.58	7513.82	3261.32	4990.48	2567.90
Arena (Kg)	3769.74	1608.55	296.05	3517.11	1694.61	2849.32	1945.38

En la tabla 95 se observa cuánto costará el ml de cada y la cantidad de voladuras a realizar dando como resultado el costo total por voladuras.

Tabla 95. Costos totales por voladura

Labor	Costo ml(USD)	Costo ml +personal+ depreciación (USD)	Numero de Voladuras	Coste total (USD)
Galería	252.32	332.07	125.66	41727.12
Chimenea	220.90	517.25	64.34	33280.73
Buzones	106.40	459.99	11.84	5447.30
Corte estéril	240.96	527.28	159.87	84295.05
Corte mineral	183.76	498.68	159.87	79722.65
Tajeo Estéril	283.75	548.67	129.69	71157.95
Tajeo Mineral	212.02	512.81	129.69	66506.94
Costo total de voladuras (USD)				382137.75

Costos de construcción de buzón y escalera. El costo de construcción de un buzón es de 192 USD al tener que construir 9 buzones de trasiego se gastara 1728 USD. Para la instalación de escaleras se tomó en cuenta que por una escalera cuesta 120 USD, se ocupan 25 escaleras por chimenea al ser 2 chimeneas se ocuparan 50 escaleras lo que ocasionara un costo de 6000 USD.

Tabla 96. Costos por construcción de buzón

Costos por construcción de buzón				
Insumo	Cantidad	P. Unitario	P Total	Unidad
Tablones 3m*20cm*5cm	15	7	105	USD
Puntales de 5cm*5cm*3m	4	4	16	USD
Clavos de 5" *libra	3	3	9	USD
Vigas de 15cm*15cm*3m	2	11	22	USD
Mano de obra	2	20	40	USD
Subtotal			192	USD
Total 9 Buzones			1728	USD

Tabla 97. Costos por instalación de escaleras

Escaleras				
Insumo	Cantidad	P. Unitario	P Total	Unidad
Hierro de 6m * 5 cm* 5 cm	2	24	48	USD
Pernos de anclaje 12 cm	4	8	32	USD
Mano de obra	2	20	40	USD
Subtotal			120	USD
Total 50 escaleras			6000	USD

Costos de insumos de fortificación de buzones. Para la estabilidad de los buzones se provee colocar tablonces que permitan el libre paso del material, para lo cual se ha determinado que por cada buzón se va a gastar 1456 USD al ser 9 buzones se ocuparan USD13104

Tabla 98. *Costos de fortificación de buzón*

Fortificación				
Insumo	Cantidad	P. Unitario	P Total	Unidad
Tablonces 3m*20cm*5cm	163	7	1141	USD
Vigas de 15cm*15cm*3m	25	11	275	USD
Mano de obra	2	20	40	USD
Subtotal			1456	USD
Total 9 buzones			13104	USD

Costos de insumos de iluminación. Para la iluminación de la galería de transporte se ha estimado un total de 18 bombillas adicionalmente se tomó en cuenta 2 bombillas las cuales serán ocupadas para iluminar en las zonas de trabajo necesarias, el costo total de esto es USD 959.

Tabla 99. *Costos por insumos de iluminación*

Iluminación				
Insumo	Cantidad	P. Unitario	P Total	Unidad
Cable solido #8	500	1.80	900	USD
Focos led 8.5 w	1.50	20	30	USD
Boquillas	20	1.25	25	USD
Aislante	8	0.50	4	USD
Total(USD)			959	

Costos de insumos de implementación de línea de transporte. Para la implementación de la línea férrea en los 248 metros se estima gastar 3247 USD. Para la mano de obra se consideró que, para 248 metros de galería, se daría un avance de 18 m/día para lo cual se necesitaría 14 días de trabajo por el número de trabajadores que sería 2.

Tabla 100. *Costos de implementación de línea férrea*

Implementación de línea férrea				
Insumo	Cantidad	P. Unitario	P Total	Unidad
Durmientes 8cm*8cm*80cm	de 310	2	620	USD
Rieles longitud 6 m	42	38	1596	USD
Clavos rieleros 3/8x3 1/2	319	0.50	159.5	USD
Pernos 1/ 2 3"	311	1.60	497.6	USD
Eclisas planas	41	8.90	364.9	USD
Mano de obra	28	35	980	USD
Total(USD)			4218	

Costos de por ventilación. En la ventilación se propone utilizar un ventilador axial VA7OF-40, el cual estará colocado en la boca mina, adicionalmente se ocuparán los blower de ventilación que ya cuenta la empresa minera para los frentes en donde no es suficiente el aire de ventilador axial, el aire será transportado por una manga de ventilación de 19 ft de diámetro,

Tabla 101. *Costos por ventilación de mina*

Costo por ventilación				
Insumo	Cantidad	P. Unitario	P Total	Unidad
Manga de ventilación D=19 ft (L=5m)	310	25	7750	USD
Ventilador axial VA7OF-40	1	4500	4500	USD
Total			12250	USD

Costos de transporte a planta de beneficio. El costo por transportar una tonelada de mineral es de 20 USD, en base a las toneladas disponibles, este rubro costara

Tabla 102. *Costos de Transporte a planta de beneficio*

Transporte a planta de beneficio				
Insumo	Cantidad (Tn)	P. Unitario (USD)	P Total (USD)	Unidad
Costo de transporte por Tn	43569.55	20	871391.012	USD
Total (USD)			871391.012	USD

Costos de procesamiento. El costo de procesamiento por tonelada de material es de 32.5 USD, con las toneladas disponibles el costo final es de 1 391 401.05 USD.

Tabla 103. *Costos de procesamiento de mineral por Tn*

Beneficio				
Insumo	Cantidad (Tn)	P. Unitario (USD/g) (17-enero-2024)	P Total (USD)	Unidad
Costo de beneficio por Tn	43569.55	32	1394225.62	USD
Total			1394225.62	USD

Costos indirectos.

Al analizar los costos indirectos , se tomó en cuenta los equipos utilizados para recortar la madera para la construcción de los buzones de trasiego, fortificación de los mismos, costos de energía en base al análisis de duración de la explotación de la veta Ricota.

Costos de adaptación de materiales. En la tabla 104 se presentan los costos de los equipos que se utilizarán para la construcción de los buzones de trasiego, fortificación, además se tomó en cuenta la depreciación que estos obtendrán.

Tabla 104. *Insumos de adaptación de materiales*

Insumo	Cantidad	P. Unitario (USD)	P Total (USD)	Unidad
Motosierra	2	1369	2738.00	USD
Depreciación	2520 días	1369	2216.27	USD
Taladro eléctrico	2	251	502	USD
Depreciación	1080 días	251	500	USD
Carro minero tipo Z20	3	750	2250	USD
Depreciación	1200 días	750	1926.40	USD
Total			10132.7	USD

Costos de iluminación. En la tabla 105 se observan los costos por concepto de iluminación que se tendrán en los 3.8 años proyectos para la preparación y explotación de la Veta Ricota.

Consumo de energía por iluminación:

$$\beta = \frac{N * W * t * d}{1000} = \frac{18 * 8.5 * 16 * 1204}{1000} = 2947.39 \text{ KWh}$$

$$\beta = 2947.39 \text{ KWh}$$

Tabla 105. *Costo por iluminación*

	Cantidad KW	P. Unitario (USD)	P Total (USD)	Unidad
Consumo total	144480	0.092	13292.16	USD
Iluminación galería de transporte	2947.39	0.092	271.16	USD
Total			13563.32	USD

Costos por logística. En la tabla 106 se tomaron en cuenta los costos en cuestión de logística por entrega de explosivos y materiales dando como resultado un total de USD700.

Tabla 106. Costos por logística

	Cantidad	P. Unitario USD	P Total USD	Unidad
Entrega de explosivos	14	100	1400	USD
Entrega de materiales	14	50	700	USD
Varios	5	25	350	USD
Total			2225	USD

Costos por insumos de seguridad . En la tabla 107 se observan los gastos por insumos de seguridad que se otorgara a cada persona que laborara en la explotación de la veta Ricota.

Tabla 107. Costos por insumos

	Cantidad	P. Unitario USD	P Total USD	Unidad
Casco	23	10	230	USD
chaleco	23	5	115	USD
Botas	23	25	575	USD
Orejeras	23	15	345	USD
Mascara de media cara	23	28	644	USD
Linterna de casco	23	54	1242	USD
Total 1 año			3151	USD
Total 3.8 años			12604	USD

Costos por depreciación de maquinaria. También se tomó en cuenta la depreciación que se obtendrán los equipos que cuenta la mina Piedras Verdes como se detalla en la tabla 108.

Tabla 108. Equipos de depreciación

	Vida útil (días/u)	P. Unitario USD	P Total USD	Unidad
Perforadora yt 27	730	875.15	0.51	USD
Compresor eléctrico	3650	30000	8.08	USD
Locomotora Ct y5	3650	8000	2.05	USD
Vagones de 2 Tn	1825	500	0.20	USD
Ventiladores	1825	2000	0.82	USD

6.3.18.3. Relación de gasto económico estéril-mineral

Para la relación estéril/mineral en función de los costos de voladura del tajeo en mineral y estéril, se obtuvo una relación de estéril mineral del 52 %, lo que indica que por cada tonelada de mineral extraído hay más de media toneladas de estéril.

Tabla 109. Variables de costos e ingresos

Variables	Cantidad	Unidad
Costo de voladura en estéril (Ce)	548.67	USD
Costo de voladura en mineral (Cm)	512.81	USD
Costo total (Ct)	1061.68	USD

Proporción de cada costo

$$\text{Proporción de estéril} = \frac{C_e}{c_t} = \frac{548.67 \text{ USD}}{1061.68 \text{ USD}} = 0.52$$

$$\text{Proporción de mineral} = \frac{C_m}{c_t} = \frac{512.81 \text{ USD}}{1061.68 \text{ USD}} = 0.48$$

$$\frac{\text{Esteril}}{\text{Mineral}} = \frac{\text{proporción de esteril}}{\text{Proporción de esteril} + \text{proporción de mineral}} * 100$$

$$R \frac{E}{M} = \frac{0.52}{0.52 + 0.48} * 100$$

$$R \frac{E}{M} = 52 \%$$

6.3.18.4. Análisis de rentabilidad de explotación de la veta Ricota

Para el análisis de rentabilidad se obtuvo el total de costos que se obtendrá al explotar la veta Ricota, comparando con la utilidad que se obtendrá por vender los recursos disponibles. Los ingresos y egresos de la que conllevara la explotación de la veta Ricota se visualizan en la tabla 110.

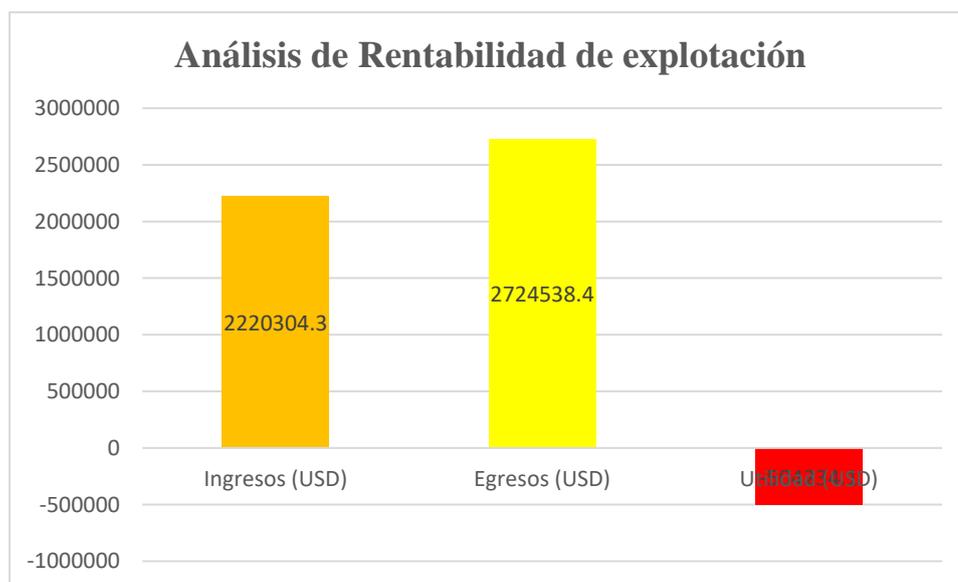
Tabla 110. Variables de rentabilidad de explotación

Ingresos	Egresos de explotación
Venta de mineral (USD) 2220304.3	Costos de voladura (USD) 382137.75
	Construcción de buzón (USD) 1728.00
	Instalación de escaleras(USD) 6000.00
	Costos de fortificación de buzón (USD) 13104.00
	Costos de insumos iluminación(USD) 959.00

Ingresos		Egresos de explotación	
		Costos de imple. Vía férrea (USD)	4218
		Costos por ventilación (USD)	12250
		Costos de transporte a planta (USD)	871391.01
		Costos de procesamiento(USD)	1394225.62
		Costos de adaptación de materiales (USD)	10132.7
		Costos de energía (USD)	13563.32
		Costo de logística(USD)	2225.00
		Costos de insumos de seguridad (USD)	12604.00
Total (USD)	2220304.3	Total (USD)	2724538.4
Ingresos – Egresos (USD)		-504234.1	

Al realizar un análisis de rentabilidad considerando, los costos de operación, transporte a planta y los costos de procesamiento, en relación a los ingresos esperados, se determinó que la veta Ricota no obtendrá una rentabilidad sino más bien generaría una pérdida de -504 234.1 USD, por lo cual esta estructura no cuenta con reservas mineras probables.

Figura 61. *Análisis de Rentabilidad de explotación*



En el análisis de rentabilidad no se consideró factores modificadores como aspectos ambientales, normativas gubernamentales, factores sociales, impuestos, lo cual significa que aumentara el gasto, por lo cual la explotación de la veta Ricota no es viable.

6.3.18.5. Ley de corte

Con base a los datos presentados en la tabla 111, se determinó que la ley de corte es de 1.21 g/Tn, siendo este el valor mínimo, por encima de esta ley se genera ganancias, mientras

que debajo de la misma incurre pérdidas, lo cual confirma el análisis de rentabilidad realizado previamente

Tabla 111. Ley de corte de la veta Ricota

Variables	Valor	Unidades
Costos de procesamiento	32	USD/Tn
Costo de minado	10.5	USD/Tn
Costo de transporte	20	USD/Tn
Recuperación	80	%
Precio de mineral	65	USD/g
Ley de corte	1.21	g/Tn

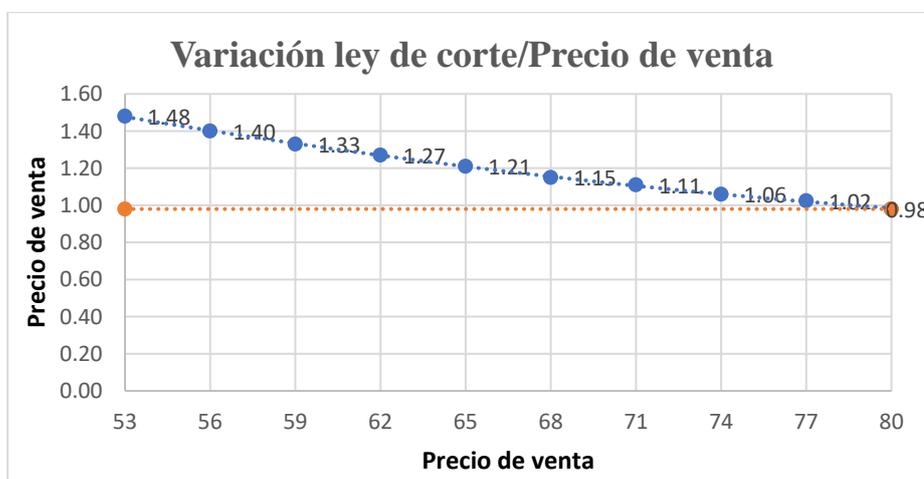
Variación ley de corte en función del precio. Al analizar diferentes valores de venta del mineral, en función de la ley de corte con un intervalo de 3 USD, hasta alcanzar los 80 USD/g, se determinó que no es posible explotar la veta, debido a que el valor de la ley de corte está por encima de los valores de venta del mineral en los últimos años.

Tabla 112. Variación de ley de corte en función al precio

Precio (USD)	Ley de corte (g/Tn)	Precio (USD)	Ley de corte (g/Tn)
53	1.48	68	1.15
56	1.4	71	1.11
59	1.33	74	1.06
62	1.27	77	1.02
65	1.21	80	0.98

La grafica 61 muestra la variación de la ley de corte en función del precio de venta del mineral.

Figura 62. Grafica ley de corte/ precio de venta mineral



7. Discusión

En el presente trabajo de investigación, en relación al componente geológico, los resultados obtenidos en superficie guardan concordancia con lo encontrado en la hoja geológica de Santa Rosa de El Oro elaborado por el IIGE (2017), mientras que a nivel subterráneo, los hallazgos son consistentes con el estudio realizado en la galería principal de transporte realizado por Mendieta (2023), en donde indica que el tramo comprendido entre los 634.87 m a 1056 m, se observa la presencia granodioritas y andesitas basálticas. En superficie se encontraron y caracterizaron riolitas de coloración rojo amarillenta y tobas riolíticas con cierto grado de meteorización y presencia de feldespatos y plagioclasas pertenecientes a la unidad Portovelo. En labor subterránea se pudo identificar granodioritas de textura fanerítica de grano grueso con minerales como plagioclasas, feldespatos y piroxenos, así como andesitas basálticas de textura afanítica con minerales como cuarzo piroxenos y plagioclasas

Los elementos de yacencia de la veta indican que la estructura presente un azimut de 037°, 307° de azimut de buzamiento y un buzamiento que varía entre 80° a 85° al noroeste, su potencia oscila de 0.05m a 0.35m, dando una potencia media de 0.20 m. En base a estas características se la clasifica como una veta angosta, con pronunciada inclinación. Estas características influyeron directamente a la elección de las técnicas de explotación, ya que se buscó explotar lo más selectivamente.

De acuerdo a los ensayos de las propiedades físico-mecánicas, se identificaron 2 tipos de litologías con los siguientes resultados para las granodioritas: un peso específico aparente de 2.70 (g/cm³), un peso específico real de 2.74 (g/cm³) y una resistencia a la compresión simple de 162.97 Mpa, otra litología son las andesitas basálticas, que presentaron un peso específico aparente de 2.90 (g/cm³), un peso específico real de 2.74 (g/cm³) y una resistencia a la compresión simple 181.82 Mpa. En cuanto a las propiedades físico-mecánicas de la mena mineralizada, se obtuvo un peso específico aparente de 5.11 (g/cm³), un peso específico real de 4.95 (g/cm³) y una resistencia a la compresión simple de 125.87 Mpa. Estos valores permitieron caracterizar a las rocas y mena mineralizada como competente y en base a estos resultados se determinó la cantidad y tipo de explosivos a utilizar en la realización de las mallas de perforación y voladura y el tonelaje a tener en base a cada voladura realizada. La caracterización de estas propiedades permitió elegir un explosivo de alta potencia, maquinaria y técnicas de explotación para el diseño de las operaciones mineras.

Comparativamente según Mendieta (2023) en su proyecto “Diseño de la galería principal de transporte” realizado en la misma mina, se encuentran valores concordantes: un peso específico aparente de $2.65 \text{ (g/cm}^3\text{)}$ en granodioritas y $2.33 \text{ (g/cm}^3\text{)}$ para las andesitas basálticas, así mismo presenta un peso específico real de $2.66 \text{ (g/cm}^3\text{)}$ en granodioritas y $2.76 \text{ (g/cm}^3\text{)}$ para andesitas basálticas, además dentro la resistencia a la compresión simple las granodioritas obtienen una resistencia de 192 Mpa y las andesitas basálticas 140.31 Mpa.

De la valoración de los resultados de las investigaciones señaladas se definen algunas deferencias que se fundamenta en la metodología aplicada de cada investigación: mientras que en el estudio actual se promediaron los resultados de tres muestras por cada litología en las propiedades físicas, en el de Mendieta (2023), se ensayó únicamente una muestra por litología. además, en este estudio la resistencia a la compresión se evaluó mediante dos métodos: prensa de compresión y esclerómetro, lo que proporciono resultados más precisos.

El crucero de exploración de la veta Ricota, que tiene un avance de 57 metros, se realizó la caracterización geomecánica en 11 tramos, distribuidos cada 5 metros a lo largo del crucero. Se emplearon dos metodologías: el sistema RMR de Bieniawski (1989) analizando la resistencia uniaxial de la matriz rocosa, el grado de fracturación RQD, espaciado de las discontinuidades, condiciones de las discontinuidades, condiciones hidrogeológicas y el factor de ajuste debido a la orientación de las discontinuidades, mientras que en el índice Q de Barton se analizaron el índice de diaclasado, índice de rugosidad de discontinuidad, índice de alteración de las discontinuidades, factor de reducción por la presencia de agua y el estado tensional del macizo rocoso. Según la clasificación RMR de Bieniawski (1989) se aplicó un valor de ajuste de -12 dando como resultado un macizo rocoso de calidad media (Clase III) y buena (Clase II), esto al analizar en base a la altura de galería y la clasificación RMR indica que no requiere un sostenimiento adicional, ya que el macizo rocoso es competente. Según el índice Q de Barton la calidad de roca es tipo buena y no requiere un sostenimiento adicional. En base al análisis de estas dos clasificaciones se pudo corroborar que el macizo rocoso no se requiere un sostenimiento adicional en la galería.

En función de la calidad del macizo rocoso y las propiedades físico mecánicas de la roca de caja y mena mineralizada se seleccionó al explosivo como carga de fondo a Emulnor 3000, explosivo especializado en rocas de intermedias a duras, además de adaptarse a zonas con presencia de agua. Como carga de columna a ANFO que es un explosivo granular compuesto

por nitrato de amonio y combustible líquido. Además, estas características son esenciales para la selección del sistema de explotación.

Los resultados de la estimación de los recursos minerales en la veta Ricota indican un total de 60 604.13 gramos de recursos indicados de Au (Eq). Esta estimación se la realizo mediante el método de método de bloques de explotación, similar a la metodología utilizado por Piedra (2015), en donde realiza el cálculo de recursos minerales a una estructura vetiforme utilizando el área, potencia, inclinación y ley media de dicha estructura. La metodología utilizada puede parecer “simplista”, es ideal para estimar recursos en proyectos mineros a pequeña escala, que proyectan su información en información secundaria. Los resultados proporcionaron una base para evaluar la utilidad económica que se tendrá, sin tomar en cuenta las restricciones del sistema de explotación elegido.

La selección del sistema de explotación realizo un análisis de criterios: geológicas geomecánicas, geometría del cuerpo mineral y los costos referenciales de los sistemas de explotación. Para esto se utilizó la metodología de Nicholas (1981), que determina en la identificación de 4 alternativas y en base a un análisis multicriterio se eligió a la variante del corte y relleno por tajo angosto, estableciendo parámetros geométricos de trabajo.

Los resultados obtenidos para el bloque de explotación con dimensiones de 100 m altura y 248 m de ancho, indican una vida útil de 3.8 años. El cronograma de trabajo iniciara con la abertura de la galería de transporte, posteriormente la abertura de la chimenea, siguiente se realizará la construcción de los buzones de trasiego para posteriormente abrir la galería de corte, terminado así con la explotación de la veta ascendentemente mediante tajeos ascendentes se trabajará con una dilución del 12%, que será la que se enviara a la planta de procesamiento. Se proyecta una producción diaria en base a dos turnos de trabajo en estéril de 8.97 m³ por voladura al realizar 3 voladuras se obtendrán 26.91 m³, dando como resultado 73.73 Tn de material estéril en una labor de 1.25 m de ancho, 3.50 m de largo y una longitud de perforación de 1.52 m, este material esteril servirá como plataforma de trabajo para ir ascendiendo, para el tajeo en mineral se obtendrá un volumen de 2.95 m³ por voladura al realizar en 3 voladuras se obtendrán 8.85 m³ dando un tonelaje de 33.98 Tn, en una labor de 0.50m de ancho, 3.50 m de largo y una longitud de perforación de 1.52 m , adicionalmente en base a los costos de voladura de tajeo en mineral y estéril se calculó la relación estéril-mineral del 52 % en donde indica que por cada tonelada de mineral extraído, se producirá más de media toneladas de estéril.

La aplicación de esta información permite optimizar el diseño de voladuras, ajustar la secuencia de explotación y minimizar el manejo de estéril en la planta de beneficio.

En relación a los costos asociados a la explotación de la veta Ricota, se realizó un análisis de rentabilidad considerando los ingresos proyectados por la venta de mineral, que serán de 2 220 304.3 USD, frente a los gastos generados por voladura, labores de preparación, iluminación, fortificación de buzones, implementación de vía férrea, ventilación, procesamiento de mineral, transporte a planta, servicios y logística, lo cual generaría un gasto total de 2 724 538.4 USD. A lo cual al explotar la veta Ricota no generaría una utilidad más bien generaría una pérdida de -504 234.1 USD. Esto indica que, con las condiciones actuales, el proyecto no es económicamente viable y presenta un alto riesgo de generar pérdidas económicas. Los resultados sirvieron para analizar la factibilidad del proyecto, adicionalmente, la falta de consideración de factores modificadores, como aspectos ambientales, normativas gubernamentales, factores sociales, impuestos, sugiere que los costos aumentarían aún más, por lo tanto, la explotación de la veta Ricota no es viable y los recursos minerales indicados no pudieron avanzar a reservas probables.

8. Conclusiones

La veta “Ricota” se encuentra alojada entre rocas ígneas (granodioritas & andesitas basálticas) pertenecientes a la unidad Portovelo, presenta un azimut 037°, 307° de dirección de buzamiento y un ángulo de buzamiento que varía entre 80° a 85° al noroeste, su potencia va desde 0.05 m hasta 0.35 m y su mineralización está compuesta principalmente por plata (Ag), hierro (Fe), Oro (Au) y cobre (Cu).

La mena mineralizada basándose en 4 muestras ensayadas, revelo un peso específico aparente de 5.11 g/cm³ y un peso específico real de 4.95 g/cm³. Además, presenta una porosidad del 3.26%, un contenido de humedad 0.24%, una resistencia a la compresión simple (RSC) de 125.87 Mpa y un coeficiente de fortaleza de 7 en la escala de Protodiakov.

El macizo rocoso a partir de 3 muestras de cada litología, determino un peso específico aparente de 2.80 g/cm³ y un peso específico real de 2.74 g/cm³, así mismo, se determinó una porosidad del 1.035%, un contenido de humedad 0.16%, una resistencia a la compresión simple (RSC) de 172.39 Mpa y un coeficiente de fortaleza de 17 en granodioritas y 10 para las andesitas basálticas en la escala de Protodiakov.

Para la caracterización geomecánica del macizo rocoso, se emplearon las clasificaciones RMR de Bieniawski(1989) y el índice Q de Barton a una distancia de 5 metros; determinando que el macizo rocoso según Bieniawski(1989) es de calidad buena y media, aplicando un factor de ajuste de -12; conforme el índice Q de Barton, el macizo rocoso presenta una calidad de roca buena, se concluyó que no se requiere sostenimiento adicional.

Tras evaluar los recursos minerales de la veta “Ricota”, se estableció una ley media equivalente de 2.45 g/Tn Au (Eq), basados en los datos de oro (Au), plata (Ag) y cobre (Cu); además, se categorizaron los recursos minerales, mediante el método de bloques de explotación, obteniendo 60604,13 gr Au (Eq) de recursos minerales indicados.

Se concluyó que el sistema de explotación por corte y relleno por tajo angosto es el más adecuado para la veta “Ricota”, fundamentado en las yacencia y características del buro mineral.

Para la explotación de la veta, se dividieron 3 cámaras de explotación; dos de estas poseen 100 metros de altura y 100 de largo, mientras que la tercera cámara tiene una altura de 100 metros y 48 metros de largo.

Para la preparación de cada cámara de explotación, se construirá una chimenea de 100 m de altura que permitirá el paso de personal. Esta chimenea estará conectada por dos galerías, además se diseñó pilares de contorno de 2.20 m de alto por 3 m de ancho y una franja de seguridad de 2 metros de alto a partir de la primera galería de transporte. Los buzones se franquearán sobre la franja de seguridad cada 20 m de distancia y servirán para almacenar y distribuir el mineral hacia los vagones de transporte.

El diseño de las galerías de corte se construirá sobre el rumbo y buzamiento de la veta en dos etapas, iniciando con el franqueo de la franja de roca estéril de 1.50 m de ancho y 2.20 m de alto, al culminar el arranque de estéril, se llevará a cabo una voladura de desembanque en la franja de mineral que tendrá un ancho 0.50 m y una altura de 2.20 m. Esto permitirá mantener una galería en forma abovedada de 1.75 m de ancho por 2.20 m de alto.

En la extracción del tajeo de estéril por una voladura se obtendrá un volumen de 8.97 m³, considerando el coeficiente de esponjamiento del 35%. De igual manera con una voladura del tajeo en mineral se obtendrá un volumen de 2.95 m³, tomando en cuenta su esponjamiento que es del 11%.

El total de ingresos por la extracción de la veta Ricota es de 2 220 304.3 USD, mientras que los egresos producidos en la explotación son de 2 724 538.4 USD, por lo cual al explotar la veta existiría una pérdida de -504 234.1 USD.

9. Recomendaciones

A partir de los resultados obtenidos en el presente trabajo investigativo, se proponen las siguientes recomendaciones.

- No se recomienda explotar la veta “Ricota”, debido a que los ingresos que generarían esta explotación no cubrirían los gastos generados, más bien generaría una pérdida económica.
- Se recomienda llevar un control constante de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso en las demás labores que tiene la mina, debido a que pueden existir zonas en donde el macizo rocoso este afectado.
- Se lleve una capacitación continua al personal involucrado en las operaciones de trabajo, asegurándose que todos se encuentren familiarizados con los procedimientos de trabajo y las medidas de seguridad de respuesta a cualquier emergencia.
- Intensificar los trabajos de exploración mediante un muestreo por canales o por puntos de muestreo que ayude a corroborar la información de los recursos minerales obtenidos en esta investigación.
- Se realice estudios de rentabilidad económica en las demás estructuras mineralizadas presentes en la concesión minera Piedras Verdes 35.

10. Bibliografía

- Álvarez. L. (2023). DELPHOS. Obtenido de <https://n9.cl/bzoka>.
- Aramine Mexicana S.A. de C.V. (2023). *Criterios de selección de métodos de explotación de minería subterránea 2023*. [Aramine Mexicana]. <https://araminemexicana.com/criterios-de-seleccion-de-metodos-de-explotacion-de-mineria-subterranea-2023/>
- Asamblea Nacional (2009. 29 de enero). Ley de minería. Diario Oficial. No. 123. https://www.oas.org/juridico/pdfs/mesicic4_ecu_mineria.pdf
- ASTM. (1898). ASTM D854-14. *Métodos de prueba estándar para la gravedad específica de los sólidos del suelo mediante picnómetro de agua*
- ASTM. (1898). ASTM C97. *Métodos de prueba estándar para Absorción y peso específico aparente de Dimensión Piedra*
- ASTM. (1898). ASTM D2216-19. *Contenido de humedad*
- ASTM. (1898). ASTM D2216-19. *Determinación del esfuerzo de compresión en especímenes cilíndricos de concreto*
- B.C.E. (S.f.) Obtenido de <https://n9.cl/uht3f>
- Billingsley. P. (1926). *Geology of the Zaruma Gold District of Ecuador: American Institute of Mining and Metallurgical Engineering*. v. 74
- Bonilla, W. R. (2009). *Metalogenia del distrito minero Zaruma-Portovelo, República del Ecuador*. (Tesis de Doctorado). Universidad de Buenos Aires. Buenos Aires.
- BSG Institute. (2015). *Métodos de explotación en minería subterránea*. Obtenido de <https://repositorioweb.blob.core.windows.net/paper-bs/Paper/metodos-de-explotacion-en-mineria-subterranea.pdf>
- Buenaventura.(2016).*Manual de Muestreo*. Obtenido de <https://n9.cl/mfpz2>
- Canadian Institute of Mining (CIM). (2014, 19 de mayo). *Definición estándar para Recursos Minerales & Reservas Minerales*. Obtenido de https://mrmr.cim.org/media/1128/cim-definition-standards_2014.pdf
- CODELCO. (2016). Obtenido de <https://n9.cl/d7km0>

- CONTROLS GROUP. (2019). *Soluciones de ensayos para materiales de construcción*.
Obtenido de <https://controls-group.com/wp-content/uploads/2023/04/Pilot-PRO-Brochure-ES.pdf>
- Deere and Miller. (1966). *Conversion chart for Schmidt (L) hammer*
- Ecuador. (2009, 29 de enero). *Ley de Minería* (Ley N° 2009-44)
- Estruch M. & Tapia A. (2003). *Topografía subterránea para minería y obras*. (1a. Ed).
Catalunya: Politext
- Famesa. (2023). Obtenido de <http://www.famesa.com.pe/productos/altos-explosivos/emulnor>
- Fischer. (2024). Obtenido de <https://www.fischer.es/es-es/productos/anclaje-metalico/anclaje-de-perno/anclaje-de-perno-fwa/anclajes-de-perno-fwa-metrico/45798-anclaje-fwa-16-x-140>
- Geoxnet. (15 de septiembre de 2019). <https://post.geoxnet.com/geologia-estructural/>
- Glosario Minero (28 de diciembre de 2013). Obtenido de <https://glosarios.servidor-alicante.com/mineria/tolva-subterranea>
- González de Vallejo. L. I. (2002). *Ingeniería Geológica* (1a. Ed., 1a. Reimp.). Madrid: Pearson Educación.
- Griem. W. (2020). Geovirtual. Obtenido de <https://www.geovirtual2.cl/depos/fterminal01.htm>
- Grupo Trato. (10 de diciembre de 2021). Grupo Trato. DOI: <https://grupotrato.com/blog/que-es-la-topografia-y-para-que-sirve/>
- Gutiérrez. L. & Pallares. L. (S.f.). slideplayer.es. Obtenido de <https://player.slideplayer.es/11/2986278/#>
- Herrera Herbert, J. (2020). *Introducción a la minería subterránea: Vol. IV: Métodos de explotación de interior*. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas y Energía. https://doi.org/10.20868/UPM_book_62726
- IIGE. (2018). *Guía Para la Pequeña Minería y Minería Artesanal*. Obtenido de <https://www.controlrecursosyenergia.gob.ec/guias-tecnicas-mineras/>
- Ineco. (S.f.). *Movimiento de tierras*. Obtenido de <https://n9.cl/vssycz>

INFINITIA. (S.f.). Obtenido de <https://n9.cl/mvg8zd>

Instituto de Investigación Geológico y Energético. (2017). Hoja Geológica: Santa Rosa. El Oro.

JSC. (2024). Obtenido de <https://www.jscequipoosmineros.com.pe/producto/carro-minero-z20/>

Laboratorio Oficial J. M. Madariaga . (2015). *Guía sobre control geotécnico en minería subterránea*. Madrid.

Lambert. A. (2006). *Manual de Muestreo para Exploración. Minería Subterránea Y Rajo Abierto*. Coquimbo: Editorial Sindempart.

Maldonado. Y. (25 de octubre de 2021). GeologiaWeb. Obtenido de <https://geologiaweb.com/rocas/rocas-igneas/>

Mendieta Cueva, D. (2023). *Diseño de la galería principal de transporte de la mina Piedras Verdes, área minera Piedras Verdes 35 código 30000498, cantón Atahualpa, provincia de El Oro. Universidad Nacional de Loja*

Montes. J. (s.f.). *Recursos hidrogeológicos*. Obtenido de <https://docplayer.es/12780140-Recursos-hidrogeologicos-juan-gil-montes-geologo.html>

MSChile. (S.f.). *Equipos perforación manual. perforadoras*. Obtenido de <https://mschilespa.cl/producto/perforadora-manual-drilling-yt27/>

Nicholas. D.E. (1981). “*Method Selection—A Numerical Approach*. “*Design and Operation of Caving and Sublevel Stopping Mines*. Chap. 4. D. Stewart. ed.. SME-AIME. New York. pp. 39–53.

Pérez. P. (2010). *Topografía* (1.ª Edición). Medellín. Colombia: ITM.

PRODEMINCA. (2000). *Depósitos porfídicos y epi-mesotermales relacionados con intrusiones de las Cordilleras Occidental y Real: Evaluación de Distritos Mineros del Ecuador*. Quito. Ecuador. UCP

Piedra Vega, E. (2015). *Diseño de la Galería de Transporte para la extracción del mineral de la Veta Barbasco del condominio minero Barbasco Unificado del cantón Portovelo, provincia de El Oro*

Ramírez y Alegano. (2004). *Mecánica de Rocas (Fundamentos e Ingeniería de taludes)*.

Madrid.

- Rivera. H. (2005). *Geología General*. Grupo editorial MEGABYTE S.A.C.
- Rojas. J. (8 de septiembre de 2013). : *Una visión pragmática y personal de la geotecnia aplicada*. Obtenido de <https://geojuanjo.blogspot.com/2013/09/corre-corre-que-te-pilla-el-rmr.html>
- Ruilova. R. (2020): *Levantamiento de unidades geomorfológicas a escala 1:10.000 de la parroquia Paccha, cantón Atahualpa, provincia El Oro*. Obtenido de https://dspace.unl.edu.ec/jspui/bitstream/123456789/23733/1/RonnyPatricio_Ruilova_Vasquez.pdf
- Seguridad Minera. (21 de febrero de 2021). Obtenido de <https://n9.cl/zo5v3>
- SENA. (2001). *Desarrollo y Preparación de Minas a Cielo Abierto*. Boyacá.
- Servicio Geológico Mexicano. (17 de marzo de 2017) Obtenido de <https://n9.cl/l5y0>
- Servicio Nacional de Geología y Minería. (2020). Obtenido de <https://plannacionalgeologia.sernageomin.cl/geologia-regional/>
- Shandong China Coal Industrial & Mining Supplies Group.(2024). Obtenido de https://es.made-in-china.com/co_chinacoalintl/product_600-720-900mm-Narrow-Gauge-Cty5-6g-Explosion-Proof-Locomotives-Underground-Coal-Mine-Transport-Electric-Battery-Locomotive_eyngiyry.html
- Smirnov. V. (1982). *Geología de yacimientos*. MOSCU: MIIR MOSCU.
- Spencer. R. M., Montenegro. J. L., Gaibor. A., Perez. E. P., Mantilla. G., Viera. F., and Spencer. C. E., 2002. *The Portovelo-Zaruma Mining Camp, Southwest Ecuador: Porphyry and Epithermal Environments: Society of Economic Geologists Newsletter*. N° 49. p. 1. 8-14.
- Tapia. M. E. (2003). *Topografía subterránea para minería y obras*. Barcelona: Ediciones UPC
- YEPES. V. (2023). *Sostenimiento de un túnel según el índice Q de Barton*. Obtenido de <https://acortar.link/88j85v>

11. Anexos

- Anexo 1.** Mapa de ubicación del área minera Piedras Verdes
- Anexo 2.** Mapa geológico regional de la Parroquia Cordoncillo
- Anexo 3.** Mapa de geología en superficie
- Anexo 4.** Mapa de geología en subterráneo
- Anexo 5.** Plano de estructuras mineralizadas del área minera Piedras verdes
- Anexo 6.** Ubicación y geología de la Veta Ricota
- Anexo 7.** Plano geomecánico RMR de Bieniawski
- Anexo 8.** Plano geomecánico de Q de Barton
- Anexo 9.** Malla de perforación y voladura de la galería de galería de transporte
- Anexo 10.** Malla de perforación y voladura de galería de Corte en estéril
- Anexo 11.** Malla de perforación y voladura de galería de corte en mineral
- Anexo 12.** Malla de perforación y voladura de chimeneas
- Anexo 13.** Malla de perforación y voladura de tajeo en estéril
- Anexo 14.** Malla de perforación y voladura de tajeo en mineral
- Anexo 15.** Diseño de buzones de trasiego
- Anexo 16.** Diseño de explotación de la veta Ricota
- Anexo 17.** Etapa final de la explotación de la veta Ricota

Anexo 18. Fichas de descripción de afloramientos

CARACTERIZACIÓN DE AFLORAMIENTOS				
<i>DATOS GENERALES E IDENTIFICACIÓN</i>				
ESTUDIO		GEOLOGIA LOCAL DE SUPERFICIE DEL AREA DE ESTUDIO		
Nº de afloramiento	Afloramiento 1	Fecha de realización	30-Setiembre-2023	
Localización	Sector Piedras Verdes/ Provincia de El Oro	Autor:	Jonathan Palacios	
Datum UTM/PSAD 56	X: 651345	Y: 9604726	Z: 1951	
<i>DESCRIPCIÓN LITOLÓGICA</i>				
Litología	Fragmentos rodados de Riolitas.	Formación Geológica	Unidad Portovelo	
Descripción	Se observan rocas con ligera meteorización, lo que le da una tonalidad rojo-amarillenta con textura fanerítica, de la que puede observar de forma macroscópica presencia de minerales como cuarzo y feldespatos potásicos y plagioclasas. Los cantos de rocas presentan varios tamaños, oscilando entre 0.5 y 3 metros de largo			
Medidas estructurales	R: No existe	Bz: No existe	Dir. Bz: No existe	
Grado de meteorización	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada
		x		
<i>FOTOGRAFÍA</i>				

CARACTERIZACIÓN DE AFLORAMIENTOS

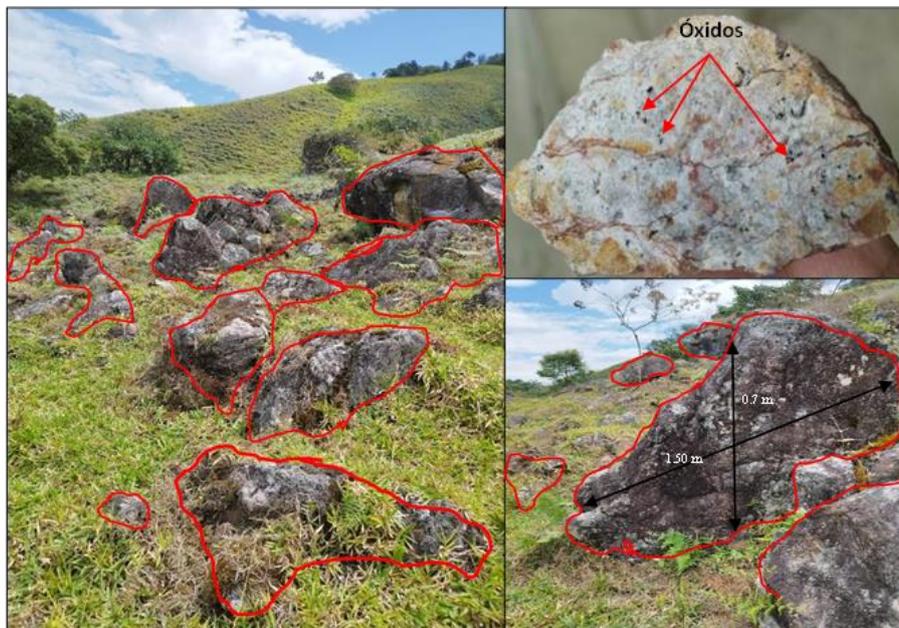
DATOS GENERALES E IDENTIFICACIÓN

ESTUDIO		GEOLOGIA LOCAL DE SUPERFICIE DEL AREA DE ESTUDIO	
Nº de afloramiento	Afloramiento 2	Fecha de realización	30-Setiembre-2023
Localización	Sector Piedras Verdes/ Provincia de El Oro	Autor:	Jonathan Palacios
Datum UTM/PSAD 56	X: 651258	Y: 9604941	Z: 1961

DESCRIPCIÓN LITOLÓGICA

Litología	Rodados de tobas riolíticas	Formación Geológica	Unidad Portovelo	
Descripción	Se encuentra acumulaciones de cantos rodados de esta roca ígnea a 1600 metros de longitud en dirección noroeste del campamento del área minera. En su matriz rocosa se pueden observar minerales como: cuarzo, feldspatos y plagioclasas, además de una pequeña cantidad de óxidos, los tienen una coloración negra. Asimismo, esta roca presenta una textura fanerítica. Los cantos rodados varían en tamaño, que va desde 0.50 a 2 metros			
Medidas estructurales	R: No tiene	Bz: No tiene	Dir. Bz: No tiene	
Grado de meteorización	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada
			x	

FOTOGRAFÍA



CARACTERIZACIÓN DE AFLORAMIENTOS

DATOS GENERALES E IDENTIFICACIÓN

ESTUDIO	GEOLOGIA LOCAL DE SUPERFICIE DEL AREA DE ESTUDIO		
Nº de afloramiento	Afloramiento 3	Fecha de realización	02-October-2023
Localización	Sector Piedras Verdes/ Provincia de El Oro	Autor:	Jonathan Palacios
Datum UTM/PSAD 56	X: 650977	Y: 96005020	Z: 2065

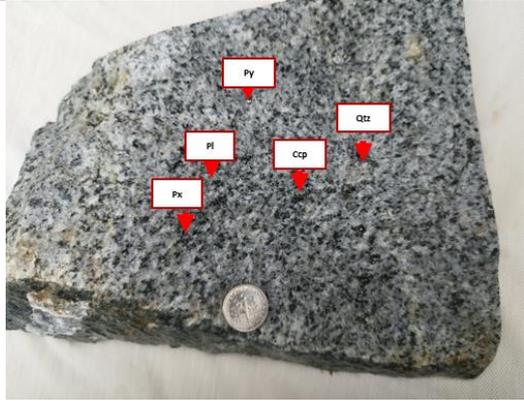
DESCRIPCIÓN LITOLÓGICA

Litología	Tobas Riolíticas	Formación Geológica	Unidad Portovelo	
Descripción	Los rodados de esta roca ígnea se presentan con tamaños de 0.3 a 1 metro de largo, y se encuentran a 1,760 metros de distancia en dirección noroeste del campamento del área minera, en los límites del área de concesión. Asimismo, presentan una ligera meteorización producto de la exposición al Intemperismo			
Medidas estructurales	R: No existe	Bz: No existe	Dir. Bz: No existe	
Dimensiones (m)	Alto:	Largo:	Potencia:	
Grado de meteorización	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada
			x	

FOTOGRAFÍA



FICHA PARA DESCRIPCIÓN DE ROCAS

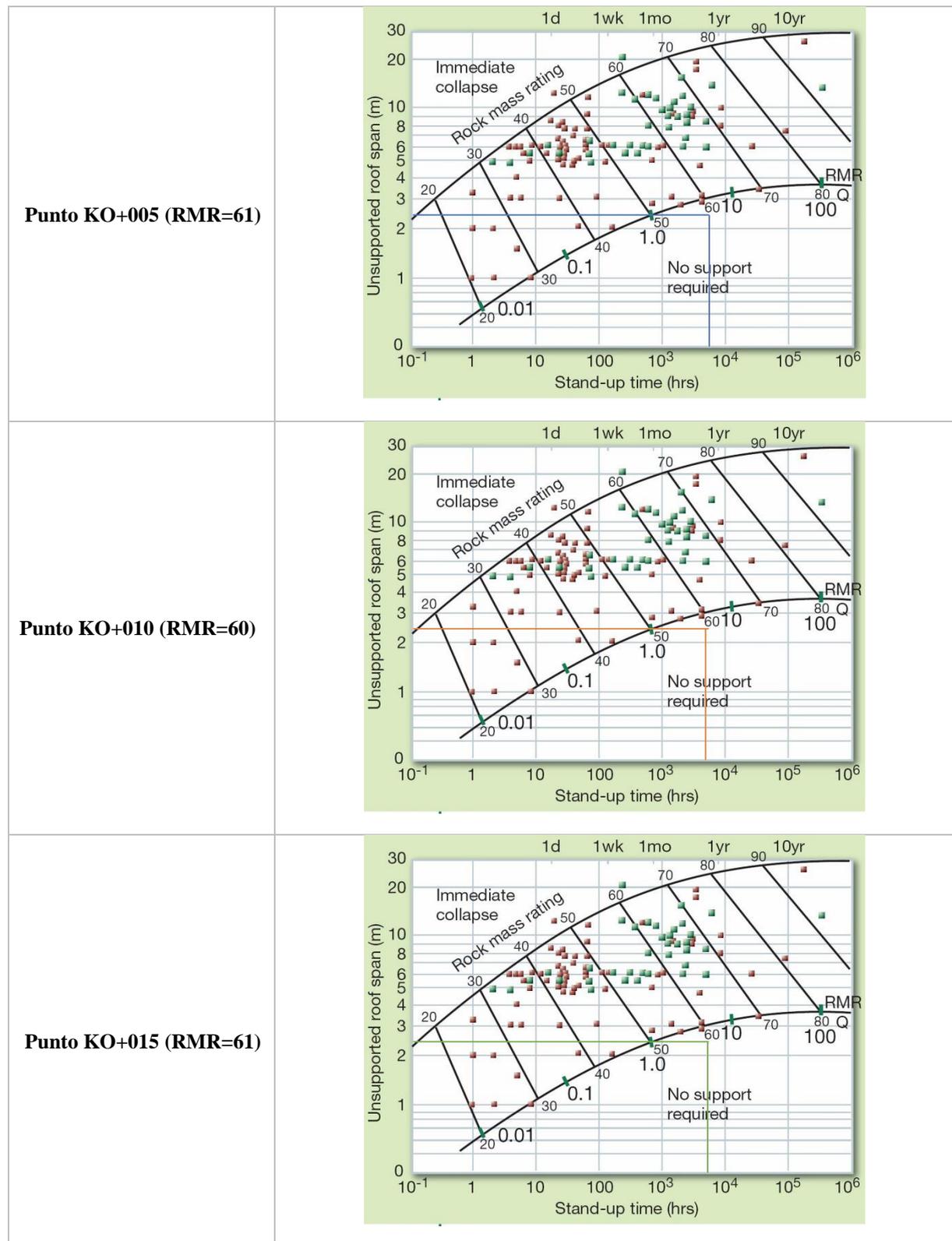
Localización:	Crucero de exploración veta Ricota	Autor:	Jonathan Palacios
I ROCA			
Nombre:	Granodiorita	Fotografía	
Grupo:	Ígneo plutónico		
Origen:	Volcanica		
Grado meteorización:	Inalterada		
de			
II PROPIEDADES			
Color:	Gris con tonalidades de color blanco y negro	Textura:	Fanerítica
Composición (Minerales principales)	Cuarzo (10%)	Composición (Minerales secundarios)	Pitita (1%)
	Plagioclasas (30%)		
	Feldspatos (5%)		
	Piroxenos (5%)		
IV IDENTIFICACIÓN			
Se observa granodioritas de origen ígneo intrusivo, la cual presenta una textura fanerítica de grano grueso			

FICHA PARA DESCRIPCIÓN DE ROCAS			
Localización:	Crucero de exploración veta Ricota	Autor:	Jonathan Palacios
I ROCA			
Nombre:	Andesitas basálticas	Fotografía	
Grupo:	Igneo intermedio-extrusivo		
Origen:	Volcánica		
Grado de meteorización:	Inalterada		
II PROPIEDADES			
Color:	Tonalidad oscura	Textura:	Afanítica
Composición (Minerales principales)	Cuarzo (1%)	Composición (Minerales secundarios)	Pitita (5%)
	Plagioclasas (25%)		Calcopirita (5%)
	Feldespatos (40%)		
	Piroxenos (1%)		
IV IDENTIFICACIÓN			
Se observa Andesitas basálticas de origen ígneo intermedio extrusivo, la cual presenta una textura afanítica.			

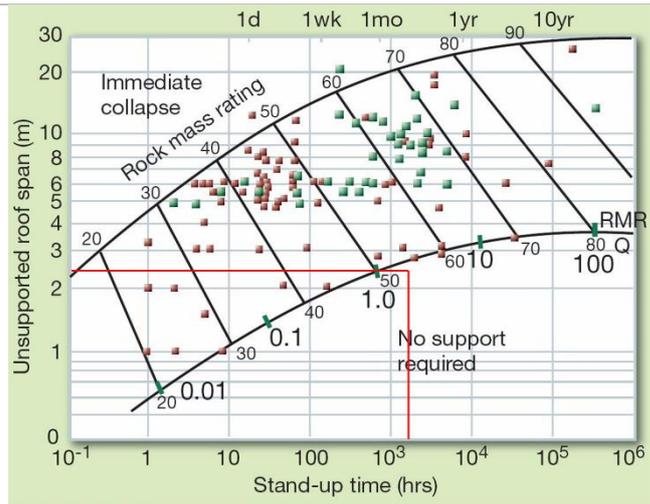
Anexo 19. Ficha para describir las actividades desarrollada en la mina Piedras Verdes

DESCRIPCION DE LAS ACTIVIDADES										
Coordenadas	X: 651852.60			Y: 9603727.09			Z: 1372.69			
Datum:	UTM/PSAD 56						Zona	17 sur		
Gerente:	Ing. Jorge Espinoza				Titular Minero		MINEINCA S.A.			
Propietario del terreno	MINEINCA S.A.				Contrato operacional		S/N			
Realizado por:	Jonathan Alejandro Palacios Paccha									
Dimensiones de la galería	1.90 ancho:2.10 alto				Forma de sección		Abovedada			
Observaciones										
<i>Perforación</i>										
Máquina de perforación	YT27				Longitud de barrenos			1.60-1.80		
Diámetro de perforación	36 mm	Nro. de barrenos		Variable		Perforaciones diarias		1 por frente		
Personal Requerido	2 personas			Tiempo de perforación		3 a 3:30 horas				
Observaciones	Diámetro de perforación 5 cm									
<i>Voladura</i>										
Tipo de explosivo					Tiempo de cargado					
Sistemas de iniciación:	Mecha Lenta	X	Cordón detonante		d eléctrico		Otros			
Detonador	Fulminante N8									
Personal requerido	2 personas									
<i>Ventilación</i>										
Tipo de ventilación	Natural			Mecánica			X			
Tiempo de ventilación	Mixta			Extracción		x	Inyección		x	
<i>Saneo y desquince</i>										
Instrumento	barretas				Longitud		1.80 m			
Características										
<i>Fortificación</i>										
Madera	X			Hormigón		Pernos				
Metros de fortificación										
Características										
<i>Carga</i>										
Forma del carguío	Pala neumática				Nro. de vagonetas		7			
Capacidad	0.25 m3			Cantidad de material extraído						
Personal requerido	2 por frente									
<i>Acarreo</i>										
Tipo de transporte	Locomotora a batería				Destino		Zona de stock			
Personal	2				Tiempo					
<i>Fotografías</i>										
										

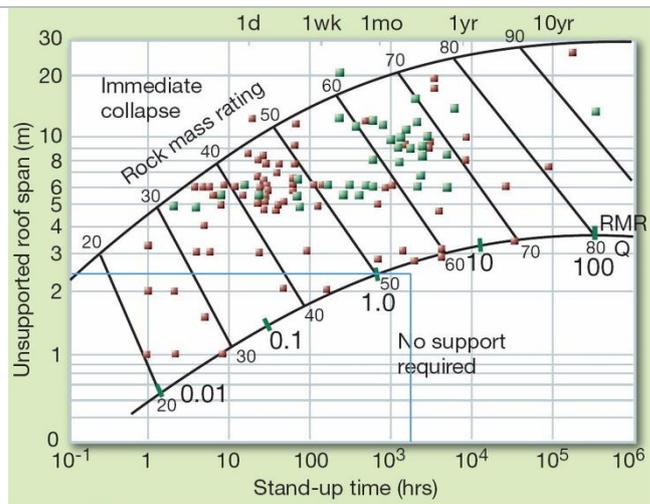
Anexo 20. Tablas de evaluación de sosteniente según RMR



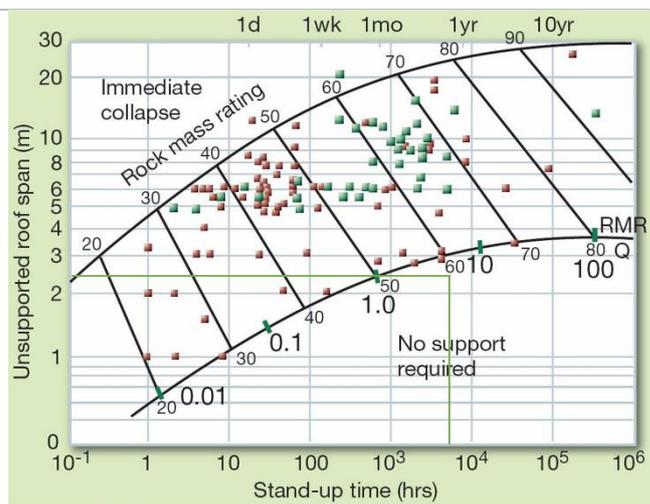
Punto KO+020 (RMR=54)



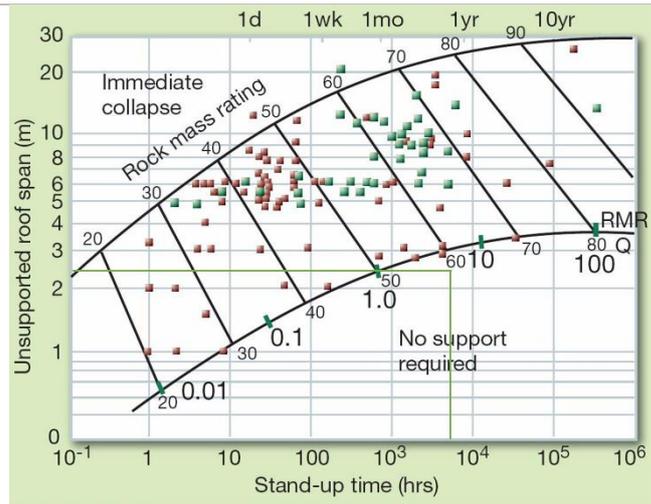
Punto KO+025 (RMR=56)



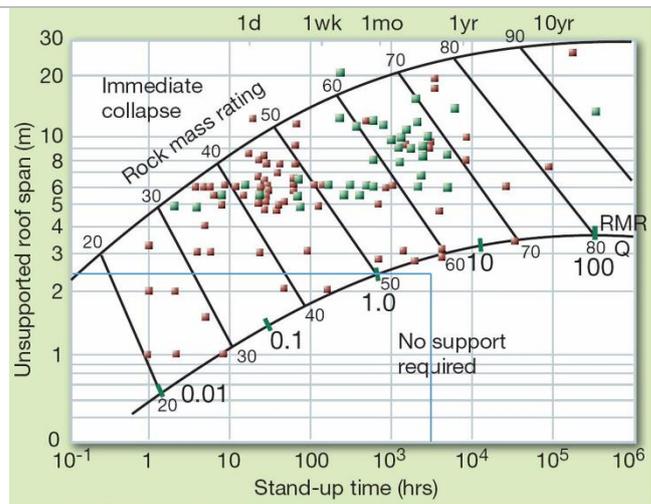
Punto KO+030 (RMR=61)



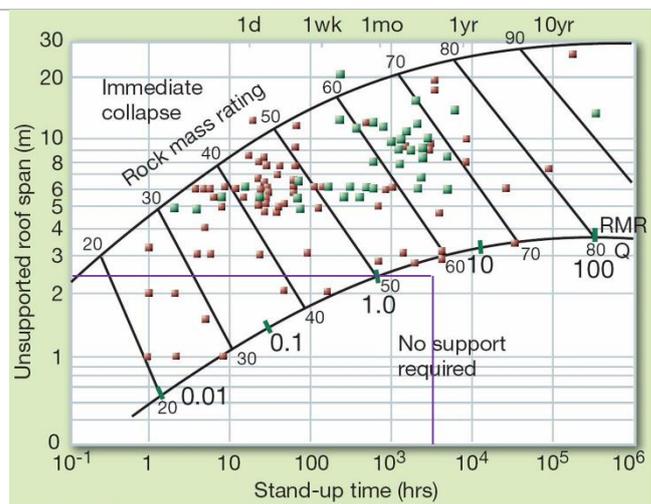
Punto KO+035 (RMR=61)



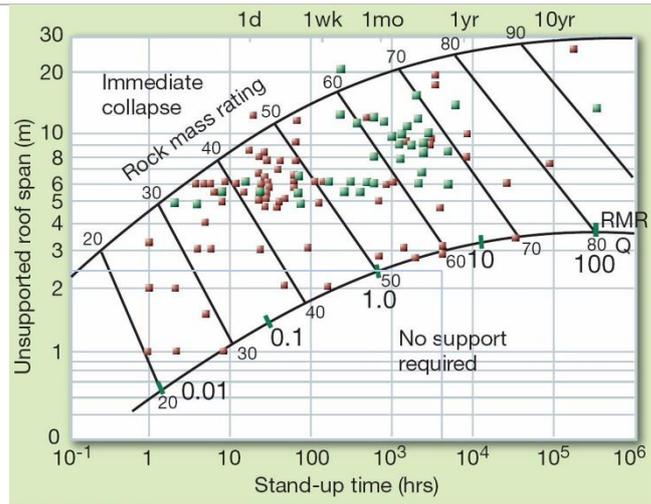
Punto KO+040 (RMR=58)



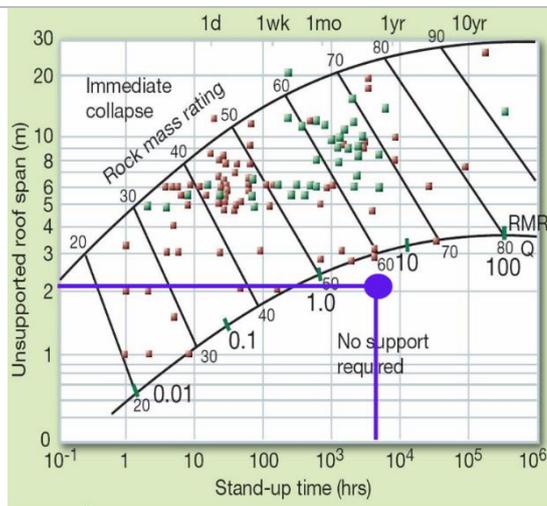
Punto KO+045 (RMR=59)



Punto KO+050 (RMR=60)

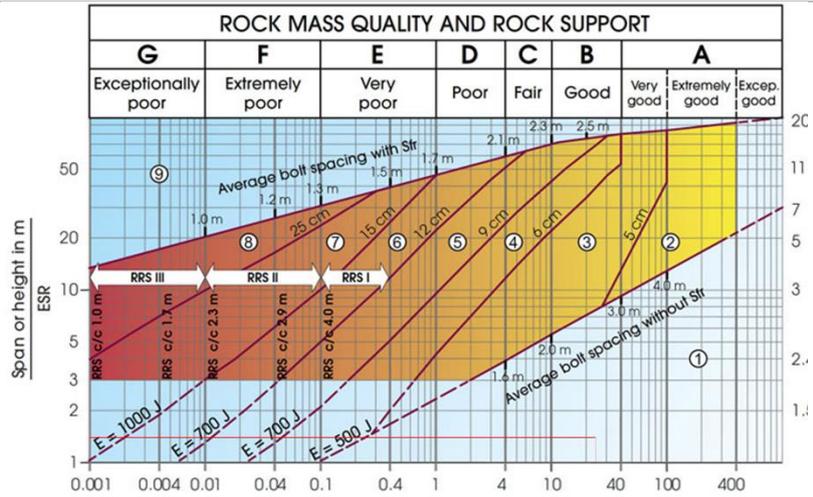


Punto KO+055 (RMR=61)

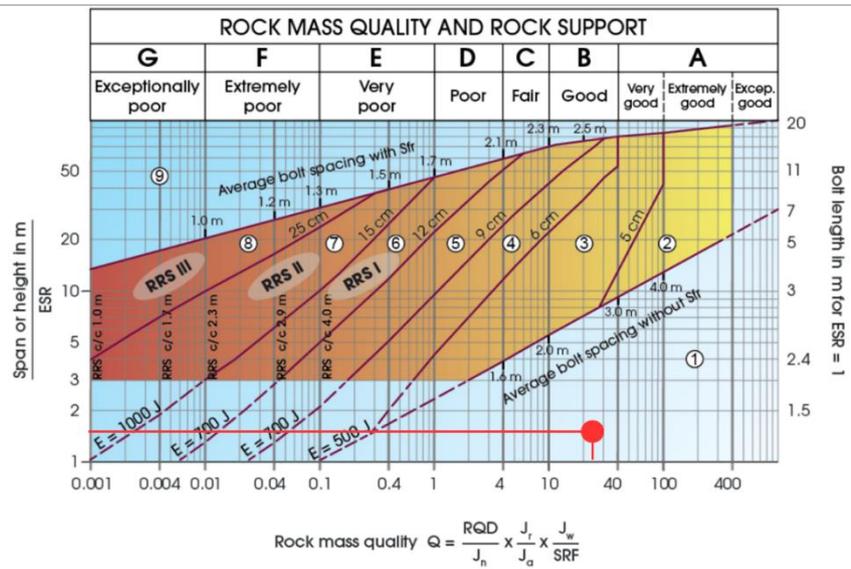


Anexo 21. Sostenimiento en base al índice Q de Barton

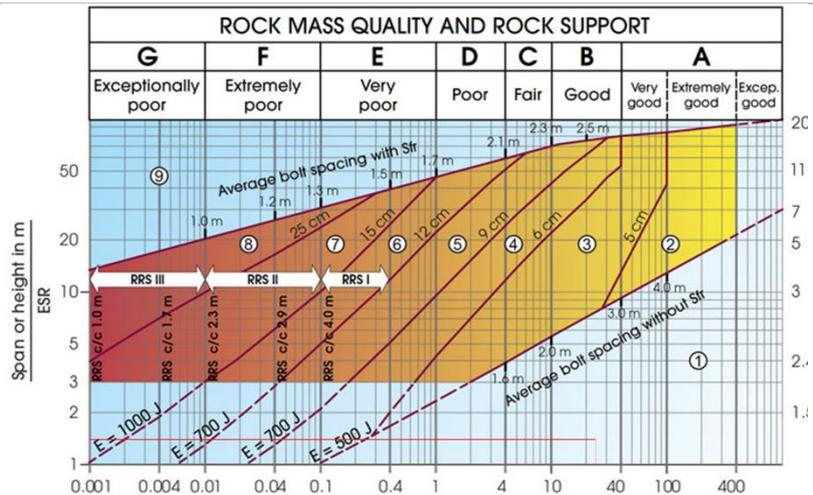
Punto KO+005 (Q=25.08)



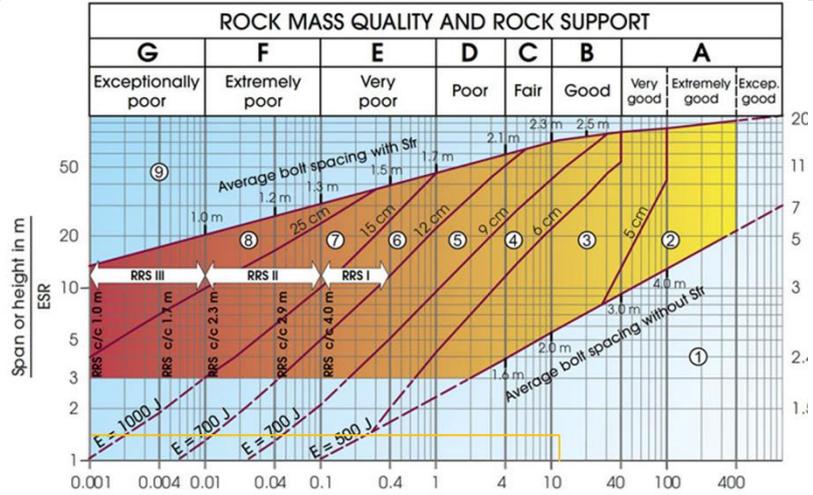
Punto KO+010 (Q=22.45)



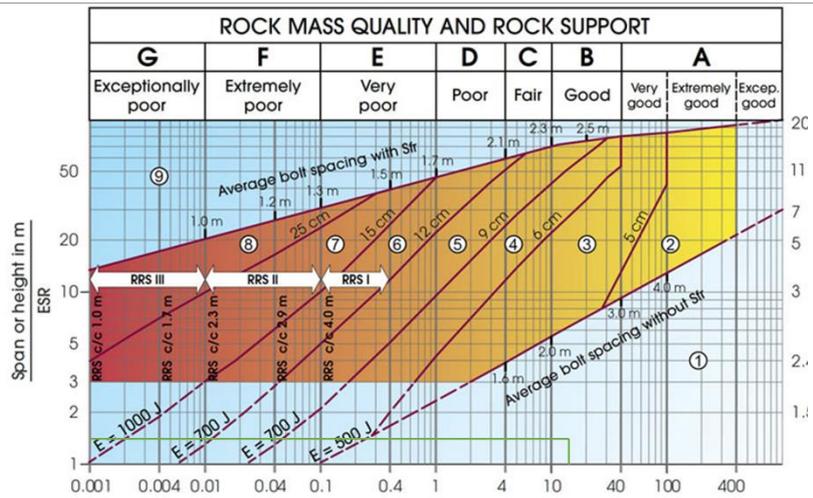
Punto KO+015 (Q=25.08)



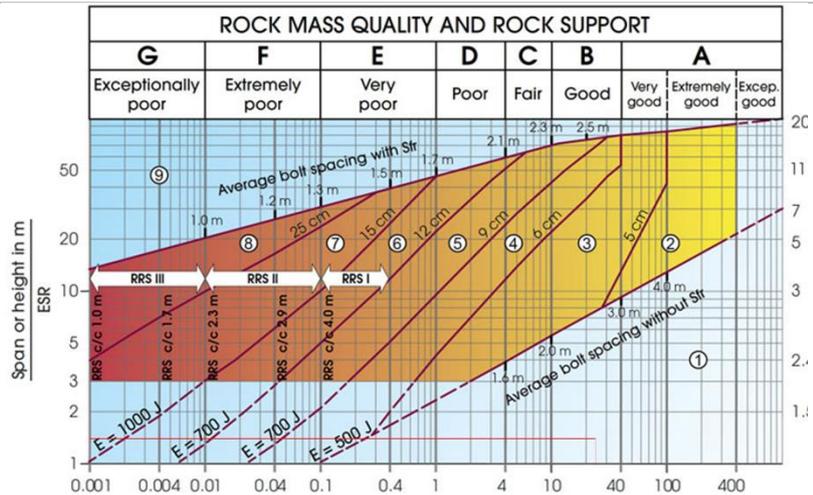
Punto KO+020 (Q=11.52)



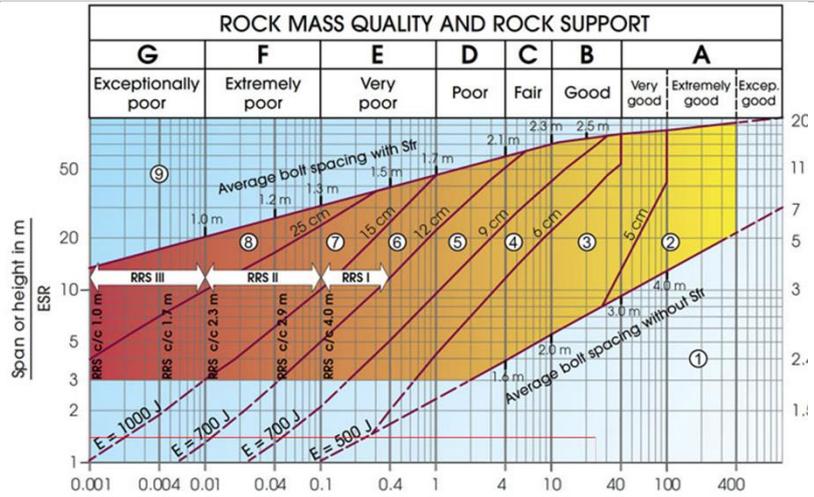
Punto KO+025 (Q=14.39)



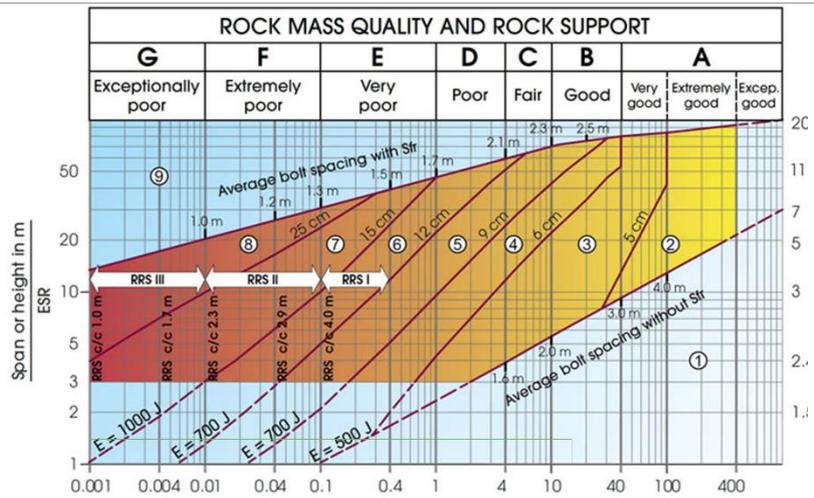
Punto KO+030 (Q=25.08)



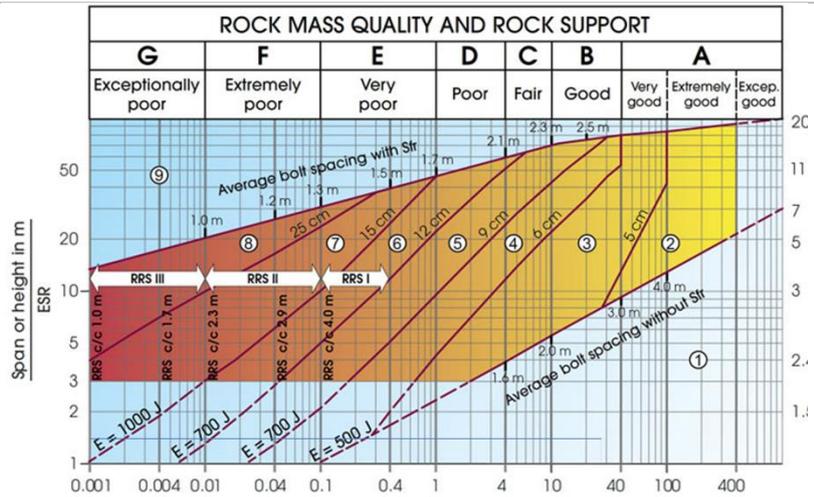
Punto KO+035 (Q=25.08)



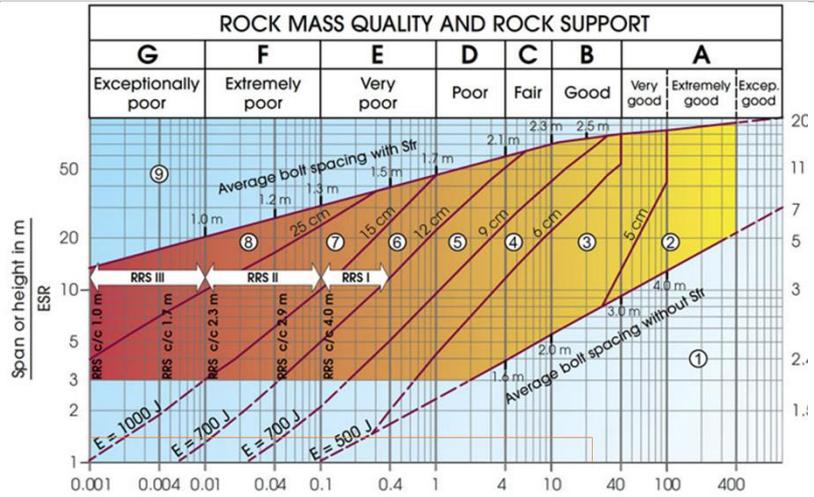
Punto KO+040 (Q=17.97)



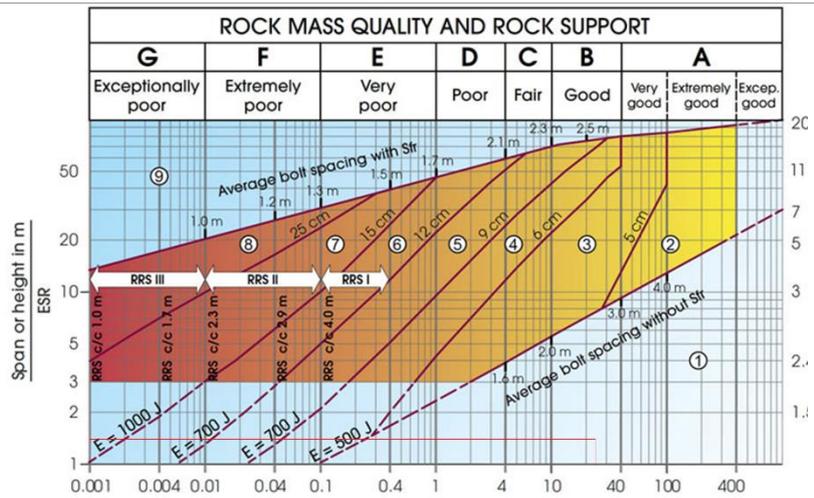
Punto KO+045 (Q=29.09)



Punto KO+050 (Q=22.45)



Punto KO+055 (Q=25.08)



Anexo 22. Valoración de la Metodología de Nicholas

Tipo de Yacimiento

Yacimiento	Forma general del yacimiento			Potencia del yacimiento			
	Masiva	Tabular		Baja	Intermedia	Alta	Muy alta
Irregular							
Rajo abierto	3	2	3	2	3	4	4
Block Caving	4	2	0	-49	0	2	4
Sublevel Stopping	2	2	1	1	2	4	3
Sublevel Caving	3	4	1	-49	0	4	3
Longwall mining	-49	4	-49	4	0	-49	-49
Room and Pillar	0	4	2	4	2	-49	-49
Shrinkage Stopping	2	2	1	1	1	2	4
Cut and Fill Stopping	0	4	2	4	4	0	0
Top Slicing	3	3	0	-49	0	3	4
Square Set	0	2	4	4	4	4	1

Yacimiento	Orientación			Distribución de las leyes		
	Horizontal	Intermedia	Vertical	Uniforme	Gradacional	Errático
Rajo abierto	3	3	4	3	3	3
Block Caving	3	2	4	4	2	0
Sublevel Stopping	2	1	4	3	3	1
Sublevel Caving	1	1	4	4	2	0
Longwall mining	4	0	-49	4	2	0
Room and Pillar	4	1	0	3	3	3
Shrinkage Stopping	2	1	4	3	2	1
Cut and Fill Stopping	0	3	4	3	3	3
Top Slicing	4	1	2	4	2	0
Square Set	2	3	3	3	3	3

Condiciones Geotécnicas del Mineral

Condiciones Mineral	Competencia roca intacta		
	Baja	Media	Alta
Rajo Abierto	3	4	4
Block Caving	4	1	1
Sublevel Stopping	-49	3	4

Sublevel Caving	0	3	3
Longwall mining	4	1	0
Room and pillar	0	3	4
Shrinkage Stopping	1	3	4
Cut and fill Stopping	3	2	2
Top Slicing	2	3	3
Square Set	4	1	1

Condiciones Geotécnicas del Mineral (estructuras)

Condiciones Mineral	Espaciamiento Estructuras				Resistencia Estructuras			
	Método de Explotación	Muy cercanas	Poco espacio	Espaciadas	Muy espaciadas	Baja	Mediana	Alta
Rajo Abierto	2	3	4	4	4	2	3	4
Block Caving	4	4	3	0	4	4	3	0
Sublevel Stopping	0	0	1	4	4	0	2	4
Sublevel Caving	0	2	4	4	4	0	2	2
Longwall mining	4	4	0	0	4	4	3	0
Room and pillar	0	1	2	4	4	0	2	4
Shrinkage Stopping	0	1	3	4	4	0	2	4
Cut and fill Stopping	3	3	2	2	2	3	3	2
Top Slicing	1	1	2	4	4	1	2	4
Square Set	4	4	2	1	4	4	3	2

Condiciones Geotécnicas de la Pared Colgante

Condiciones Mineral	Competencia roca intacta			Espaciamiento fracturas				Resistencia estructuras			
	Método de Explotación	Baja	Mediana	Alta	Muy cercano	Poco espaciado	Espaciado	Muy espaciado	Baja	Mediana	Alta
Rajo Abierto	3	4	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	2	1	3	3	4	3	0	4	2	0
Sublevel Stopping	-49	3	4	-49	0	1	4	4	0	2	4
Sublevel Caving	3	2	1	3	3	4	3	1	4	2	0
Longwall mining	4	2	0	4	4	4	3	0	4	2	0
Room and pillar	0	3	4	0	1	2	4	4	0	2	4
Shrinkage Stopping	4	2	1	4	4	4	3	0	4	2	0
Cut and fill Stopping	3	2	2	3	3	3	2	2	4	3	2
Top Slicing	4	2	1	3	3	3	3	0	4	2	0
Square Set	3	2	2	3	3	3	2	2	4	3	2

Condiciones Geotécnicas de la Pared Pendiente

Condiciones Mineral	Competencia roca intacta			Espaciamiento fracturas			Resistencia estructuras			
	Método de Explotación	Baja	Media	Alta	Muy cercana	Poco espaciado	Espaciado	Muy espaciado	Baja	Media
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 mining	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Room and pillar	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Shrinkage Stopping	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Cut and fill Stopping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Top Slicing	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3
Square Set	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

Valoración final de la metodología de Nicholas

Método de Explotación	Yacimiento	Mineral	Colgante	Yacente	Total	
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 mining	-39	4	4	8	-23	8
Room and Pillar	11	9	9	8	37	2
Shrinkage Stopping	9	9	5	9	32	4
Cut and Fill Stopping	15	7	7	8	37	1
Top Slicing	-42	8	4	9	-21	6
Square Set	12	7	7	8	34	3

Anexo 23. Formulario para el cálculo 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)	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Dureza de roca</th> <th>Distancia entre taladros</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Roca dura (Tenaz)</td> <td>0.50 a 0.55 m</td> </tr> <tr> <td>Rocca intermedia</td> <td>0.60 a 0.65 m</td> </tr> <tr> <td>Roca blanda friable</td> <td>0.70 a 0.75 m</td> </tr> </tbody> </table>		Dureza de roca	Distancia entre taladros	Roca dura (Tenaz)	0.50 a 0.55 m	Rocca intermedia	0.60 a 0.65 m	Roca blanda friable	0.70 a 0.75 m
	Dureza de roca	Distancia entre taladros								
	Roca dura (Tenaz)	0.50 a 0.55 m								
	Rocca intermedia	0.60 a 0.65 m								
Roca blanda friable	0.70 a 0.75 m									
Coeficiente de roca (c)	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Dureza de roca</th> <th>Coeficiente de roca</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Roca dura (Tenaz)</td> <td>2.00 m</td> </tr> <tr> <td>Rocca intermedia</td> <td>1.50 m</td> </tr> <tr> <td>Roca blanda friable</td> <td>1.00 m</td> </tr> </tbody> </table>		Dureza de roca	Coeficiente de roca	Roca dura (Tenaz)	2.00 m	Rocca intermedia	1.50 m	Roca blanda friable	1.00 m
	Dureza de roca	Coeficiente de roca								
	Roca dura (Tenaz)	2.00 m								
	Rocca intermedia	1.50 m								
Roca blanda friable	1.00 m									
Longitud real de perforación	L real= L*0.95									
Taco o retacado	T= 10* ϕ_1									
Concentración de carga de ANFO (Cc)	$Cc = p_{ANFO} * \frac{\tau * \phi^2}{4}$									
Potencia Relativa con Respecto al ANFO (S _{ANFO})	$S_{ANFO} = \left(\frac{d \text{ explosivo} * (\text{velocidad de detonac})^2}{d \text{ anfo} * (\text{velo. de detonacion anf})^2} \right)^{\frac{1}{3}}$									
Error de perforación (F):	$F = \alpha * L_{avance} + e'$									
Volumen de roca excavado	VRA = Seccion * Longitud de eficiencia de perforacion									
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):	$q_1 = \frac{55 * d * \left(\frac{B}{\phi}\right)^{\frac{3}{2}} * \left(B - \frac{\phi}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right)}{S_{ANFO}}$									
Número de cartuchos: (Nc)	$Nc = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We}$									
Longitud de carga de fondo (Lf)	$Lf = L_{expl} * N \text{ cartuchos}$									
Longitud de carga de columna (Lc)	$Lc = L_{TOTAL} - Lf - T$									

Burden (Sección 2.3 y 4)										
Burden máximo	$B_{max_{2.3.4}} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{a * q_1 * S_{ANFO}}{d * c}}$									
Burden practico (Bp ₂)	$B_{p_2} = B_{e_2} - F$									
Ancho de la abertura creada	$a = 1.5 * B_{p_2} * \sqrt{2}$									
Concentración de carga lineal (q ₂)	$q_2 = \frac{32.3 * d * c * B}{S_{ANFO} * \left[\sin \sin \left(\left(\frac{a}{2B} \right) \right) \right]^{1.5}}$									
Arrastres										
Constante Corregida: $\underline{c} = 0.4$	$\underline{c} = c + 0.05 \quad B \geq 1.4 \text{ m}$ $\underline{c} = c + \frac{0.07}{B} \quad B \leq 1.4 \text{ m}$									
Fijacion de taladros	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Dirección</th> <th>Factor de fijación</th> <th>Relación S/B</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Hacia arriba</td> <td>1.45</td> <td>1.25</td> </tr> <tr> <td>Hacia Abajo</td> <td>1.2</td> <td>1.25</td> </tr> </tbody> </table>	Dirección	Factor de fijación	Relación S/B	Hacia arriba	1.45	1.25	Hacia Abajo	1.2	1.25
Dirección	Factor de fijación	Relación S/B								
Hacia arriba	1.45	1.25								
Hacia Abajo	1.2	1.25								
Burden f = Factor de fijación. f = 1 Para taladros verticales. f < 1 Para taladros inclinados.	$B_A = 0.9 * \sqrt{\frac{q * S_{ANFO}}{c * f * \frac{S}{B}}}$									
Número de taladros	$N_{b_A} = \frac{AT + 2L * \sin \sin (\gamma)}{B} + 2$									
Espaciamiento entre taladros	$S_z = \frac{AT + 2L * \sin \sin (\gamma)}{N_{b_A} - 1}$									
Espaciamiento entre barrenos de esquina	$s_z = S_z - L * \sin \sin \gamma$									
Concentración de carga fondo	$Q_5 = 90 * \phi_1^2$									
Corona										
Espaciamiento entre barrenos	$Ec = 15 * \phi_1^2$									
Burden de corona	$B_c = \frac{Ec}{S/A}$									
Burden practico de corona	$B_{pc} = Bc - L * \sin \sin \gamma - F$									
Concentración de carga fondo	$Q_5 = 90 * \phi_1^2$									
Contorno										
Burden de contorno	$B_c = 0.9 * \sqrt{\frac{qtajeo * S_{ANFO}}{c * f * \frac{S}{B}}}$									
Burden practico de contornos	$B_{pc} = Bc - L * \sin \sin \gamma - F$									
Altura disponible (h _{dis})	$h_{dis} = H_{tunnel} - r$									
Espaciamiento (E _{dis})	$E_{dis} = 0.3345 * h_{disp}$									
Numero de barrenos (Nba)	$N_{ba} = \frac{h_{disp}}{S/B} + 2$									
Concentración de carga fondo	$Q_{con} = 7.8 * 10^{-4} * \phi_{explo}^2 * \delta_{explosivo}$									

Loja, 14 de octubre de 2024

CERTIFICADO DE TRADUCCIÓN

Yo, **Andrea Ivanova Carrión Jaramillo**, con cédula **1104691108**, con el “**Certificate of Proficiency in English**” otorgado por Fine Tuned English Language Institute.

CERTIFICO:

Que he realizado la traducción de español al idioma inglés del resumen del presente estudio investigativo denominado: **Diseño de explotación subterráneo de la veta polimetálica Ricota del área de concesión minera Piedras Verdes 35 código 30000498, ubicada en la parroquia Cordoncillo, cantón Atahualpa, provincia de El Oro.** de autoría de **Jonathan Alejandro Palacios Paccha**, portador de la cédula de identidad número **1104754963**, estudiante de ingeniería en minas de la Facultad de Energía, las Industrias y los Recursos Naturales no Renovables de la Universidad Nacional de Loja

Es todo cuanto puedo certificar en honor a la verdad, facultando al interesado hacer uso del presente en lo que este creyera conveniente.



Andrea Ivanova Carrión Jaramillo
C.I.: 1104691108